

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN – TACNA

Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales

**ESTUDIO DE LA LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN DE
MINERALES AURÍFEROS A NIVEL DE
LABORATORIO EN LA MINERA
CHALA ONE S.A.C.**

TESIS

Presentada por:

Bach. Diego Armando Zayra Pari

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO METALURGISTA

TACNA – PERÚ

2018

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN - TACNA

Facultad de Ingeniería

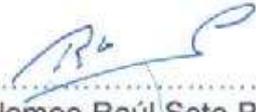
Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales

**ESTUDIO DE LA LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN DE
MINERALES AURÍFEROS A NIVEL DE
LABORATORIO EN LA MINERA
CHALA ONE S.A.C.**

TESIS

Tesis sustentada, y aprobada el día 15 de octubre de dos mil dieciocho por el Bachiller Diego Armando Zayra Pari, siendo el Jurado Calificador integrado por:

PRESIDENTE


.....
Dr. Tolomeo Raúl Soto Pérez

SECRETARIO


.....
Ing. Daniel Jesús Zevallos Ramos

VOCAL


.....
MSc. Matías Carlos Vivar Colquicocha

ASESOR


.....
Dr. Luis Fortunato Caso Palpa

DEDICATORIA

A Dios y a la vida por darme la oportunidad de estar en este mundo, en especial a mis padres, Benito Zayra y Margarita Pari, quienes siempre me dieron su apoyo y cariño incondicional en este camino de la vida, sobre todo en mi desarrollo profesional y por haberme dado esta valiosa oportunidad de estudiar y poder ser alguien en la vida.

AGRADECIMIENTO

A la Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann, Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales por formar mi profesión y también quiero agradecer a todos mis maestros ya que ellos me enseñaron valorar los estudios y a superarme cada día, también agradezco a mis padres porque ellos estuvieron en los días más difíciles de mi vida, como estudiante.

CONTENIDO

	Página
DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTO	iv
CONTENIDO	v
ÍNDICE DE TABLAS	viii
ÍNDICE DE FIGURAS	x
ÍNDICE DE ANEXOS	xi
RESUMEN	xii
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	3
1.1 Descripción del problema	3
1.1.1. Antecedentes del problema	3
1.1.2. Problemática de la investigación	4
1.2. Formulación del problema	4
1.3. Justificación e importancia	5
1.4. Alcances y limitaciones	6
1.5. Objetivos	6
1.5.1. Objetivo general	6
1.5.2. Objetivo específicos	6

1.6. Hipótesis	6
1.6.1. Hipótesis general	6
1.6.1. Hipótesis específicas	7
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO	8
2.1. Antecedentes del estudio	8
2.2. Bases teóricas	9
2.2.1. Mineralogía y ocurrencia del oro	9
2.2.2 Química del proceso de cianuración	12
2.2.3 Mecanismo de la reacción	13
2.2.4 Métodos de cianuración convencional	17
2.2.5 Métodos de la aplicación del carbón en cianuración	23
2.2.6 Adsorción de oro sobre carbón activado	25
2.2.7 Cinética de reacción	26
2.2.8 Termodinámica de la cianuración	28
2.2.9 Factores que influyen en la adsorción	30
2.3. Definición de términos	31
CAPÍTULO III: MARCO METODOLÓGICO	40
3.1. Tipo y diseño de la investigación	40
3.1.1 Tipo de investigación	40
3.1.1 Diseño de la investigación	40
3.2. Población y muestra	41

3.3. Operacionalización de variables	42
3.4. Técnicas de recolección de datos y análisis de datos	42
3.4.1 Técnicas de recolección de datos	42
3.4.2 Técnicas de análisis de datos	43
3.5. Procesamiento experimental	43
3.5.1 Geología regional	43
3.5.2 Composición mineralógica	44
1. 3.5.3 Reservas	46
3.5.4 Descripción de la planta	47
3.6. Procesamiento y análisis de datos	48
CAPÍTULO IV: RESULTADOS Y DISCUSIÓN	52
4.1. Resultados	52
4.2. Discusión	55
CONCLUSIONES	59
RECOMENDACIONES	61
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	62
ANEXOS	64

ÍNDICE DE TABLAS

	Página
Tabla 1. Composición mineralógica de los yacimientos auríferos.	42
Tabla 2. Composición mineralógica de los yacimientos auríferos.	44
Tabla 3. Promedio de leyes de minerales auríferos - Secocha (Arequipa)	45
Tabla 4. Promedio de leyes de minerales auríferos- Casma (Trujillo).	45
Tabla 5. Promedio de leyes de minerales auríferos- Untuca (Puno).	45
Tabla 6. Promedio de leyes de minerales auríferos - Pedregal (Arequipa).	45
Tabla 7. Promedio de leyes de minerales auríferos- Ollachea (Puno).	45
Tabla 8. Concesiones mineras del cual proceden los minerales.	46

Tabla 9.	Condiciones de operación de las pruebas para minerales auríferos.	51
Tabla 10.	Consumo de reactivos de los minerales auríferos	51
Tabla 11.	Pruebas de cianuración del mineral auríferos-mixto de Secocha (Arequipa).	52
Tabla 12.	Pruebas de cianuración del mineral auríferos-Anaranjado Polveado de Casma (Trujillo).	53
Tabla 13.	Pruebas de cianuración del mineral auríferos - Sulfuro Negro de Untuca (Puno).	53
Tabla 14.	Pruebas de cianuración del mineral auríferos - Mixto de Pedregal (Arequipa).	54
Tabla 15.	Pruebas de cianuración del mineral auríferos - Sulfuro de Ollachea (Puno).	54
Tabla 16.	Pruebas de cianuración de los minerales auríferos.	55

ÍNDICE DE FIGURAS

	Página
Figura 1. Oro nativo	10
Figura 2. Esquema de disolución de Au en soluciones cianuradas por corrosión electroquímica	14
Figura 3. Lixiviación en bateas (Leaching VAT)	19
Figura 4. Esquema de planta de cianuración convencional (CCD)	21
Figura 5. Esquema de planta de cianuración en pulpa CIP	25
Figura 6. Diagrama de Pourbaix el Sistema Oro – cianuro – agua a 25°C	30
Figura 7. Diagrama de flujo lineal del trabajo de investigación	41
Figura 8. Consumos de reactivos (Cianuro de sodio e hidróxido de sodio)	57
Figura 9. Cinética de disolución del oro expresada en porcentaje (%)	58

ÍNDICE DE ANEXOS

	Página
Anexo 1. Cálculos para pruebas de laboratorio metalúrgico	65
Anexo 2. Pruebas metalúrgicas de cinética de recuperación de las zonas de acopio de minera CHALA ONE SAC	66
Anexo 3. Determinación de oro por el método de fire assay	71
Anexo 4. Determinación de cianuro libre - cianuro total en soluciones de lixiviación	78

RESUMEN

La investigación que se realiza en el presente trabajo trata de la recuperación de la partícula de oro mediante la cianuración en los laboratorios de la Minera Chala One S.A.C., utilizando para las pruebas experimentales el método de lixiviación por agitación, que según la bibliografía, es un método que ayuda a conseguir mejores resultados en corto tiempo, manejando parámetros de operación como la granulometría y fuerza de cianuro. El mineral aurífero utilizado para los estudios de investigación provienen de 5 zonas: Secocha, Casma, Untuca, Pedregal y Ollachea, siendo futuros proveedores potenciales para la minera Chala One S.A.C., que observando los análisis químicos nos dan leyes de 8 a 50 g/t de Au., que son económicamente rentables. Para el estudio, se utilizaron molinos polveadores para llegar a la granulometría de operaciones, mantas plásticas para la homogenización del mineral, para la preparación del mineral, del cual se tomó 2 kg de mineral aurífero de cada zona. La cianuración por el método de lixiviación por agitación presenta resultados atractivos en la recuperación del mineral en las pruebas metalúrgicas obteniéndose recuperaciones de 81% a 91% de recuperación de Au

Palabras clave: Lixiviación por agitación.

INTRODUCCIÓN

Nuestro país, que es eminentemente minero, que está en vías de desarrollo y con un gran potencial en variedad de minerales, son de trascendental importancia los estudios de evaluación y análisis para mejorar la recuperación, controlando parámetros que nos permitan la extracción del metal precioso en la Planta de Cianuración de la Minera CHALA ONE S.A.C. El presente trabajo tiene por objetivo el estudio de la lixiviación por agitación para mejorar la recuperación del oro en la Planta; basada en las experiencias realizadas en la planta de cianuración y también con el apoyo de las diferentes áreas que conforma la unidad minera.

El mineral que se trata en Minera CHALA ONE es de media a alta ley, por los costos altos del proceso de recuperación de oro por cianuración. La ley promedio del oro es de 12,5 g/t. El nuevo mineral es analizado por laboratorio metalúrgico para determinar la ley de cada nuevo mineral. La planta de Minera CHALA ONE tiene una capacidad de tratamiento de 120 TMD y se desea ampliar hasta 250 TMD. La planta cuenta con las operaciones de: clasificación, chancado, molienda, cianuración y disposición de relaves. Es por ello que se presenta el

presente trabajo titulado "Estudio de la lixiviación por agitación de minerales auríferos a nivel de laboratorio en la minera **CHALA ONE S.A.C.**, tiene por objeto hacer el estudio de los minerales que llegan a Planta para mejora continua del proceso.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción del problema

1.1.1. Antecedentes del problema

Lixiviación por agitación. Con esta técnica se obtienen las recuperaciones más altas en tiempos más cortos; se utiliza adecuadamente para minerales no porosos que produzcan muchos finos que impidan la lixiviación por percolación.

La lixiviación por agitación puede realizarse de forma intermitente, continua, en contracorriente, o continuo en paralelo. Se recurre a la agitación mediante burbujeo o bien a la agitación mecánica para mantener la pulpa en suspensión, hasta que se logra la disolución completa, siendo el tiempo de contacto de los sólidos con la solución del orden de horas, comparado con el proceso de lixiviación en montones que requiere meses.

Los agitadores mecánicos son simplemente impulsores colocados en el interior del tanque, mientras que otra opción se refiere a tanques agitados con aire, son a menudo de tipo "Pachuca".

1.1.2. Problemática de la investigación

La planta de cianuración de la Minera CHALA ONE S.A.C. dentro de sus planes de desarrollo, ha visto por conveniente llevar adelante una serie de investigaciones para incrementar la producción en el campo de la cianuración manejando ciertas condiciones especiales, tales como la concentración de cianuro, pH, granulometría, etc. para incrementar la extracción de oro en la cianuración.

1.2 Formulación del problema

Son varias las opciones para lixiviar y obtener el metal dorado de un mineral. El método tradicional para recuperar oro y plata es por cianuración, a presión o convencional. Los tipos de lixiviaciones son en base al tamaño de mineral, a la diversidad de minerales que contenga, según sus propiedades químicas, entre otras características; sin embargo, es necesario resaltar que el tipo de terreno es un factor importante para decidir el mejor sistema de extracción. Una parte se presta para llevar a cabo las lixiviaciones en montones (Heap Leaching) o en terrenos, mientras que en otros estados, por topografía (montañas o sierras), lo más conveniente

es llevar a cabo la lixiviación en tanques, tal es el caso de algunas operaciones minero metalúrgica.

¿La aplicación por el método de lixiviación por agitación permitirá a mejorar la recuperación, extracción o disolución de los minerales auríferos en la minera Chala One S.A.C.?

1.3 Justificación e importancia

El mineral fresco de leyes a partir de 8,5 g/t que llega a la empresa, es propicio para realizar la lixiviación; estos minerales son de diferentes concesiones mineras, por lo que se debe hacer pruebas a nivel de laboratorio antes de procesar para mejorar su rentabilidad, por lo que se propone el proceso de lixiviación según el comportamiento de los minerales auríferos, con el fin de obtener las operaciones controladas, en beneficio de la empresa y el medio ambiente.

El presente trabajo de investigación, está orientado a solucionar un problema de operación, ya que la mayoría de las empresas que procesan minerales de oro, buscan la optimización para los valores recuperables de este precioso metal.

1.4 Alcances y limitaciones

No hay limitaciones para el siguiente trabajo de investigación.

1.5 Objetivos

1.5.1. Objetivo general

- Evaluar el proceso de lixiviación por agitación a nivel de laboratorio para minerales auríferos para lograr recuperaciones óptimas en la minera Chala One.

1.5.2. Objetivo específicos

- Determinar por el método de lixiviación por agitación el porcentaje de recuperación, extracción o disolución de minerales auríferos.
- Determinar el consumo de reactivos de los minerales auríferos que trata chala one, para mejorar control operativo.

1.6 Hipótesis

1.6.1. Objetivo general

La evaluación del proceso de lixiviación por agitación en minerales auríferos en la **minera CHALA ONE S.A.C.**, permitirá una mejor recuperación del oro.

1.6.2. Hipótesis específica

- Los minerales auríferos mejorarán su recuperación por el método de lixiviación por agitación.
- El consumo de reactivos de los minerales auríferos no permitirá tener un mejor control operativo.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes del estudio

Las características particulares de cada proceso de lixiviación por agitación y las circunstancias individuales que se presentan en cada planta de procesamiento de minerales ricos en oro y plata, establecen diferentes posibilidades para la producción de soluciones ricas en estos metales a partir de diferentes métodos y un mejor aprovechamiento de los recursos y equipos para la lixiviación de minerales, es así que se emplea el proceso de lixiviación por agitación en tanques para una mejor extracción de metales valiosos. Disponiendo de los fundamentos teóricos y prácticos, resulta conveniente analizar las variables operativas que influyen en el proceso. Para proporcionar una visión de carácter general, en tal sentido, se consideró como medio referente su uso y operación en la Compañía Minera Chala ONE S.A.C., que actualmente busca mejorar su proceso entrando en una etapa de optimización ya que cuenta con algunos problemas en cuanto a la extracción, en una manera de aportar a esta etapa se plantea el presente trabajo de investigación.

2.2 Bases teóricas

2.2.1. Mineralogía y ocurrencia del oro

Se forma en filones hidrotermales, normalmente relacionados con cuarzo y sulfuros, diseminados en rocas. Filones de cuarzo y depósitos de aluvión aurífero y pepitas. La principal ocurrencia mineralógica del oro es como oro nativo y fino en forma de inclusiones dentro de otros minerales: piritas, arsenopiritas, calcopiritas, esfaleritas, limonitas, cuarzo y en materia carbonosa. La mineralogía del oro está determinada por la forma como se presenta:

- Electrum: Cuando el contenido de plata es 20 % o más.
- Minerales oxidados: La oxidación y otras alteraciones hidrotérmicas permite el rompimiento de la estructura de la roca, incrementando su permeabilidad.
- Minerales sulfurados: Asociaciones comunes con piritas, arsenopiritas
- Minerales carbonáceos: Los componentes de carbón adsorben el oro disuelto durante la lixiviación (preg-robbing).
- Teluros: Química de tratamiento compleja. Formas comunes

- Silvanita, Calaverita, Petzita. El oro nativo se presenta generalmente aleado con plata como la principal impureza y en aleaciones con plata, cobre y hierro. Además con telurios, selenio, bismuto, mercurio, platino, bismuto.



Figura 1. Oro nativo
Fuente: https://es.wikipedia.org/wiki/Oro_nativo

- Oro libre.- Posee bordes de contacto propio con otros minerales, ejemplo: oro en vetillas.
- Oro encapsulado.- El oro se encuentra alojado al interior de otro mineral de tamaño bastante mayor.

Los yacimientos auríferos están clasificados en:

- Vetas y filones. El oro se encuentra atrapado dentro de lo no valioso.
- Placeres. En los placeres, el oro metálico aparece mezclado con guijos, arena o arcilla, al haber sido transportado desde

su lugar de origen por la acción del agua y depositado en su nuevo emplazamiento por acción mecánica, por deposición química o por una y otra.

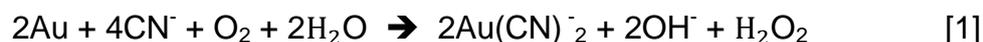
- Diseminados. El oro se encuentra libre, fino y esparcido o diseminado en grandes extensiones de terreno formando bolsones. El cuerpo mineral está cubierto por una capa de poco espesor de material no mineralizado. La ley de oro en este tipo de ocurrencia, por lo general, es relativamente bajo.
- Oro como sub-producto. Oro asociado a sulfuros (ejemplo calcopiritas) que fue concentrado juntamente con el metal base (cobre), tratado por métodos piro-metalúrgicos y separado en los procesos de electrorefinación.

El oro puro es el más maleable y dúctil de todos los metales. Puede golpearse con un martillo hasta conseguir un espesor de 0,000013 cm, y una cantidad de 29 g se puede estirar hasta lograr un cable de 100 km de largo. Es uno de los metales más blandos (2,5 a 3 Mohs de dureza) y un buen conductor eléctrico y térmico. El oro es de color amarillo y tiene un brillo lustroso. Como otros metales en polvo, el oro finamente dividido presenta un color negro, y en suspensión coloidal su color varía entre el rojo rubí y el

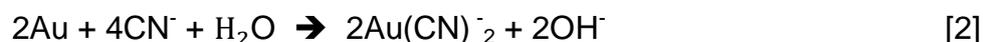
púrpura. El oro es un metal muy inactivo. No le afecta el aire, el calor, la humedad, ni la mayoría de los disolventes. Sólo es soluble en agua de cloro, agua regia o una mezcla de agua y cianuro de potasio. Los cloruros y cianuros son compuestos importantes del oro. Tiene un punto de fusión de 1 337,15 K (1 064°C), un punto de ebullición de 3243,15 K (2 970°C) y una densidad relativa de 19,3. Su masa atómica es 196,967.

2.2.2. Química del proceso de cianuración

El proceso de disolución del oro es de naturaleza electroquímica, la reacción global principal es:



Algo de peróxido de hidrógeno formado puede ser usado en la reacción:



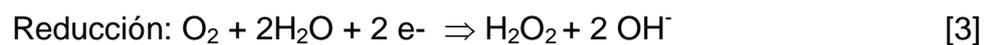
La disolución del oro y la plata en soluciones de cianuro y peróxido, en ausencia de oxígeno, es un proceso lento; el exceso de peróxido, inhibe la disolución del oro debido a que el ión cianuro es oxidado a cianato, el que ha demostrado no tener una acción disolvente sobre el oro.

Las soluciones con menos de 0,001 % de cianuro no disuelven el oro, a partir de este valor la solubilidad del oro crece (siempre que exista oxígeno libre) hasta alcanzar su máxima velocidad de disolución con una fuerza no mayor de 0,05 % como NaCN. El efecto del oxígeno en la velocidad de disolución es determinante, este es proporcional a la fuerza del oxígeno y por tanto, a la presión parcial del oxígeno. La extra aireación de las soluciones es también importante por su efecto en la disminución del consumo de cianuro. La solubilidad del oxígeno llega a alrededor de 8 mg/l, esto no se altera aun cuando aumente la concentración de cianuro en la solución.

2.2.3. Mecanismo de la reacción

En la figura 2, se ilustra el mecanismo de la reacción de disolución del oro en una solución de cianuro:

Las reacciones principales que se desarrollan son:



Reacción Total:

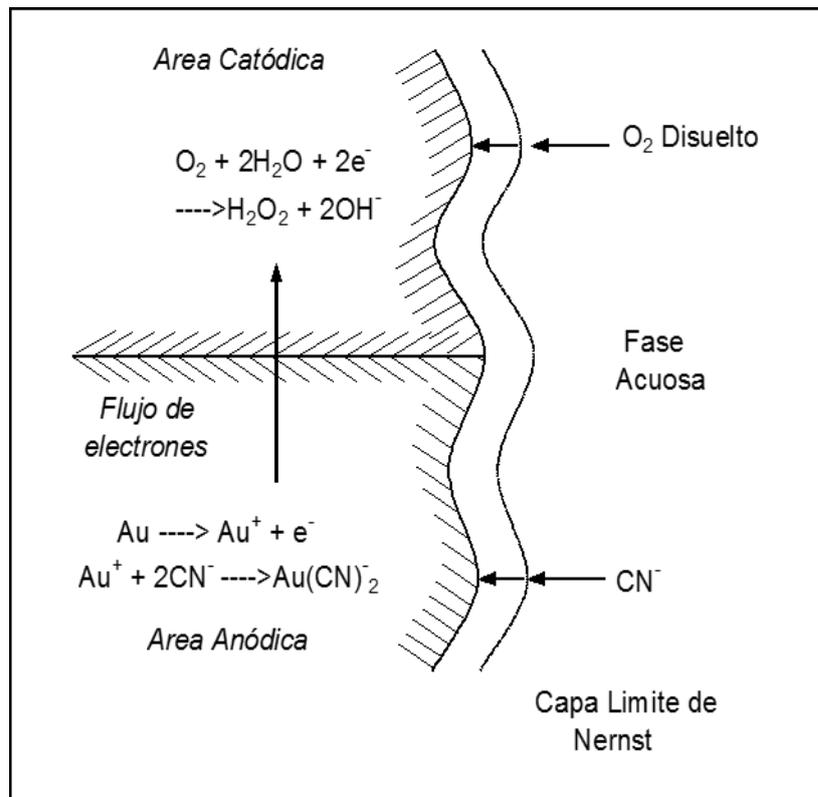
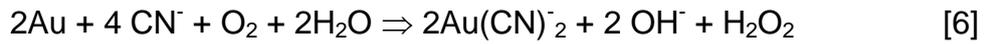


Figura 2. Esquema de disolución de Au en soluciones cianuradas por corrosión electroquímica.

Fuente: Marsden J. House. " the Chemistry of gold Extraction". p268

La cianuración está gobernada por las leyes de Fick

$$V = \frac{\partial(\text{O}_2)}{\partial t} = D_{\text{O}_2} \frac{A_1}{\delta} \langle [\text{O}_2] - [\text{O}_2]_s \rangle \quad [7]$$

$$V = \frac{\partial(\text{CN}^-)}{\partial t} = D_{\text{CN}^-} \frac{A_2}{\delta} \langle [\text{CN}^-] - [\text{CN}^-]_s \rangle \quad [8]$$

Dónde:

- $\frac{\partial(O_2)}{\partial t}$ y $\frac{\partial(CN^-)}{\partial t}$ son las velocidades de difusión de O_2 y CN^- expresadas en moles/seg.
- A_1 y A_2 las superficies anódica y catódica sobre las cuales se lleva a cabo la reacción, cm^2 .
- D_{O_2} y D_{CN^-} Son los coeficientes de difusión, $1,83 \times 10^{-5}$ y $2,76 \times 10^{-5} cm^2/seg$ para el CN^- y O_2 respectivamente.
- δ es el ancho de la capa límite de Nerst, varía entre 2 a $9 \times 10^{-3} cm$.
- $[O_2]$ y $[CN^-]$ Concentración de oxígeno y cianuro en la solución, en moles/L.
- $[O_2]_s$ y $[CN^-]_s$ Concentración sobre la superficie de reacción.

Si en las dos ecuaciones anteriores se considera que la reacción química es muy rápida, se tiene $[O_2]_s = [CN^-]_s = 0$ Si se acepta que la velocidad de disolución del metal es dos veces la del oxígeno y solo la mitad de la del cianuro, se obtiene:

$$2D_{O_2} \frac{A_1}{\delta} [O_2] = \frac{1}{2} D_{CN^-} \frac{A_2}{\delta} [CN^-] \quad [9]$$

Se debe tener en cuenta, además, que el área total es $A = A_1 + A_2$. Resolviendo, se deduce que la velocidad de cianuración es:

$$V = \frac{2AD_{CN^-}D_{O_2}[CN^-][O_2]}{\delta\{D_{CN^-}[CN^-] + 4D_{O_2}[O_2]\}} \quad [10]$$

Si la concentración de cianuro es baja, el primer término del denominador es despreciable respecto del segundo, con lo cual de la expresión anterior se tiene:

$$V = \frac{1}{2}D_{CN^-}\frac{A}{\delta}[CN^-] = V = K_1[CN^-] \quad [11]$$

Por lo tanto, la velocidad de cianuración es función de la concentración de cianuro. Si la concentración de cianuro es alta, en este caso el segundo término del denominador es despreciable respecto del primero por lo que la ecuación se convierte en:

$$V = 2D_{O_2}\frac{A}{\delta}[O_2] = V = K_2[O_2] \quad [12]$$

Esto significa que a alta concentración de cianuro, la velocidad de disolución depende solamente de la concentración de oxígeno. Para hallar el límite en el cual el predominio de una de las concentraciones cede el paso al de la otra en el control de la

velocidad de cianuración, se debe volver a la ecuación general.
Cuando dicha ecuación se cumple:

$D_{CN^-}[CN^-] = 4D_{O_2}[O_2]$ O lo que es lo mismo

$$\frac{[CN^-]}{[O_2]} = 4 \frac{D_{O_2}}{D_{CN^-}} = 4 \frac{2,76 \times 10^5}{1,83 \times 10^5} \quad [13]$$

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

Se ha hecho evidente que la concentración de cianuro es 6 veces mayor que la del oxígeno.

2.2.4. Métodos de cianuración convencional

A continuación mencionaremos los métodos más empleados en la cianuración de minerales auríferos y/o relaves.

a. Cianuración en bateas

La lixiviación en bateas conocido también como sistema de lixiviación por percolación, consiste en la utilización de una estructura de hormigón con forma de paralelepípedo, en donde se deposita el mineral previamente chancado para posteriormente cubrirlo con las soluciones de lixiviación hasta 1/2 o 3/4 de su volumen. El molde de hormigón, posee un fondo falso de madera, cubierto con una tela filtrante que permite la recirculación en

sentido ascendente o descendente de la solución, de modo de favorecer la dilución del mineral.

En la utilización de este método se dispone de una serie de bateas ubicadas en serie una contigua a la otra, donde cada batea está conectada a la siguiente de manera que permitiera la circulación de la disolución entre estas, tal que las sucesivas recirculaciones permiten subir el contenido del metal de interés (generalmente cobre), tanto como para poder enviarlas a recuperación electrolítica directa. Dado que las bateas son sistemas de operación muy dinámica, son apropiados solamente para lixiviar minerales que presentan una cinética de disolución muy rápida.

El ciclo de lixiviación en bateas es normalmente muy corto del orden de 6 a 12 días. La utilización de este método, otorga una mayor rapidez al proceso de lixiviación, ya que al estar el mineral total o parcialmente sumergido en la solución facilita la dilución de este. El proceso permite el tratamiento de un volumen considerable de mineral ya que tiene la facilidad de conectar una serie de estas, aumentando la productividad del mismo.

Las desventajas del método son su reducido campo de aplicación donde, como ya se dijo, debido a sus características dinámicas requiere de minerales de rápida cinética de dilución, además de la elevada inversión inicial requerida para la construcción de las bateas junto con la necesidad del tratamiento del mineral.

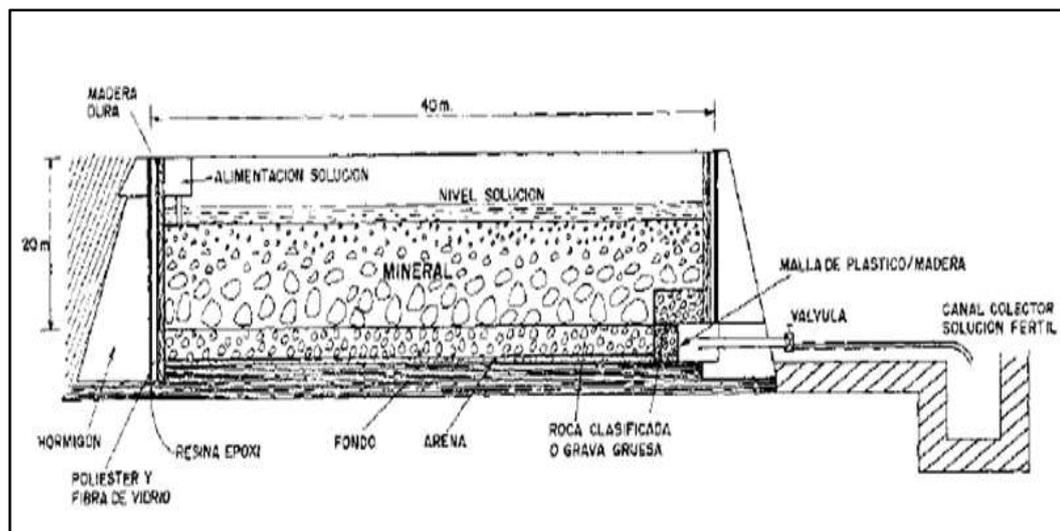


Figura 3. Lixiviación en bateas (Leaching VAT)

Fuente: Introducción a la lixiviación de oro y plata

<https://www.911metallurgist.com/metallurgia/cianuracion-oro-plata/>

b. Cianuración por agitación convencional (CCD)

Fue el único método aplicado tradicionalmente durante muchos años, consiste en lixiviar el mineral en agitadores mecánicos y luego realizar una decantación en contracorriente en

una serie de espesadores. Este método se conoce como CCD (Decantación Continua en Contracorriente).

La solución obtenida se clarifica, luego se desoxigena mediante un filtro de vacío y finalmente se precipita con polvo de zinc (-200m a -325m). El precipitado obtenido se seca y se funde con bórax, carbonato de sodio y sílice, obteniéndose el “doré”. La solución empobrecida o barren se recircula al circuito de lixiviación.

Este método convencional (CCD), ha sufrido importantes variaciones y en la actualidad se arreglan variedad de circuitos con el propósito de reducir costos y hacer más eficiente el proceso. El desarrollo de la tecnología del carbón activado, permite en la actualidad reemplazar en algunos casos el proceso de precipitación Merrill - Crowe por el método de adsorción por Carbón en Pulpa (CIP) (Ver figura 4).

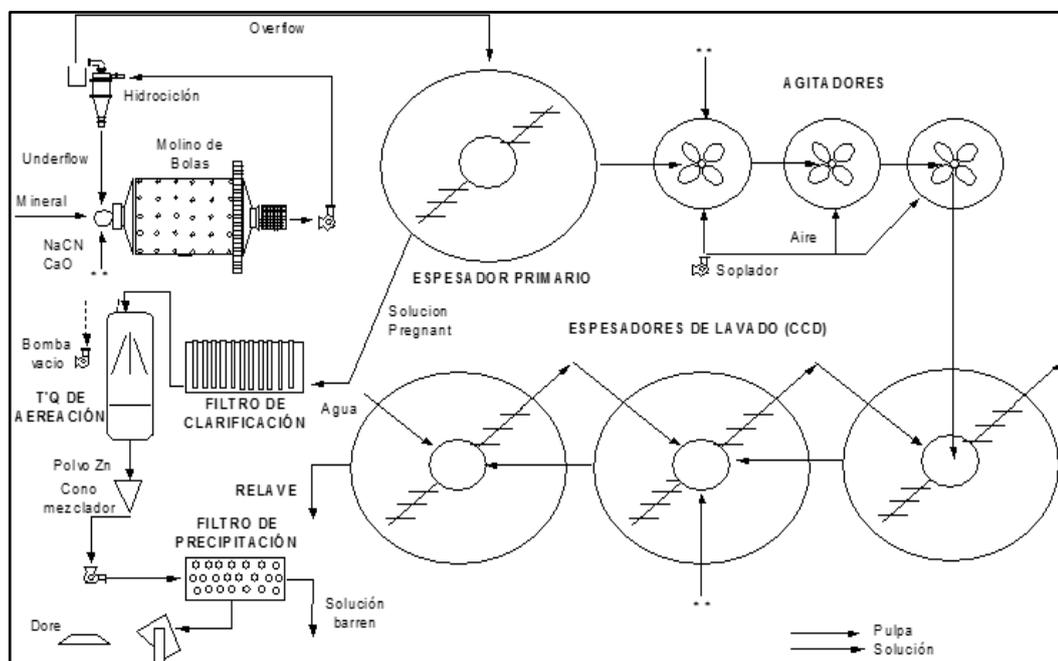


Figura 4. Esquema de planta de cianuración convencional (CCD)

Fuente: Fuente: Introducción a la lixiviación de oro y plata

<https://www.911metallurgist.com/metallurgia/cianuracion-oro-plata/>

c. Cianuración por percolación

Es el método de cianuración más económico de aplicación industrial, en este se eliminan las costosas etapas de molienda, agitación y espesamiento, reduciendo los costos de operación alrededor de 50 %.

La técnica de “heap leach” consiste en cianurar minerales de oro y plata apilados sobre superficies preparadas e impermeabilizadas y con una pendiente determinada. La

mencionada superficie puede ser de jebe, concreto, asfalto, relaves compactados (80 - 90 % - 200m), arcillas compactadas y otros.

Se realiza en pilas (con o sin aglomeración) y también “in situ”. Las pilas o “heaps” pueden tener alturas hasta de 6 m. y son irrigadas con soluciones de hidróxido de sodio o cal hasta lograr la alcalinidad deseada de pH: 9,5 - 10,5. Luego, se hace pasar las soluciones de cianuro de 0,5 a 3 g/L a través del mineral. El oro y la plata disueltos llegan a través del piso impermeabilizado hasta los tanques de almacenamiento, para posteriormente precipitar los valiosos con polvo de zinc o adsorberlos mediante carbón activado.

Cuando el mineral tiene alto contenido de finos (sobre 18 % - 48 m), se prefiere aglomerar previamente el mineral con cal y cemento “Pórtland” (5-40 kg/t) en proporciones que se determinan según el tipo de mineral.

La aglomeración permite eliminar la incompatibilidad entre las granulometrías finas y la buena percolación en las pilas de lixiviación. Sus costos dentro del proceso pueden llegar a ser hasta el 15 % del total.

La lixiviación “in situ” puede aplicarse a minerales de oro que tengan porosidad y demás condiciones necesarias para el proceso, como: contenido de oro libre, bajo contenido de impurezas y cianicidas entre otros.

2.2.5. Métodos de la aplicación del carbón en cianuración

a. Método de Carbón en Pulpa (CIP)

Consiste en recuperar el oro y la plata disueltos en la pulpa por medio de la adsorción de éstos metales en el carbón activado después de realizado el proceso de lixiviación. La suspensión de la pulpa, durante esta etapa, se realiza en agitadores neumáticos denominados “air lift”, este tipo de agitación con aire, evita la degradación mecánica del carbón activado, la adsorción del oro se realiza en contra corriente, el carbón activado se agrega al último agitador y avanza en dirección opuesta a la pulpa, mientras que el oro y la plata enriquecen el carbón, la pulpa se empobrece conforme se descarga de un agitador a otro hasta ser descartado como relave final. Por éste método, se reduce considerablemente los costos de instalación y operación por eliminación de los espesadores del método convencional de decantación (CCD).

b. Método de carbón en lixiviación (CIL)

Este método se diferencia del anterior, en que el carbón activado se añade durante la misma lixiviación. Por éste método se evita que sustancias carbonáceas puedan precipitar el oro antes que el carbón activado

c. Método de carbón en columna (CIC)

Durante este proceso la solución lixiviada de cianuro pasa a través de columnas llenas de carbón, es sumamente eficaz para extraer el oro de la solución cianurada de baja graduación.

d. Mecanismo de adsorción.

El siguiente mecanismo de adsorción fue propuesto basado en la teoría de doble capa eléctrica:

- El $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ adsorbe sobre los intersticios del carbón activado.
- El Na^+ y Ca^{2+} son solo adsorbidos cuando el $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ está presente. Así, ellos probablemente pueden ser adsorbidos en la capa difusa.
- Cuando está presente, el $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ adicional puede ser adsorbido en la capa difusa.
- El cianuro libre compite por los intersticios con el $\text{Au}(\text{CN})_2^-$.

Para la adsorción de cianuro de Au y Ag sobre carbón activado, la etapa determinante de la velocidad total, demostró ser el poro de difusión, no la difusión bulk o alguna etapa lenta controlada de superficie, y el área de superficie y no la reactividad química.

2.2.6. Adsorción de oro sobre carbón activado

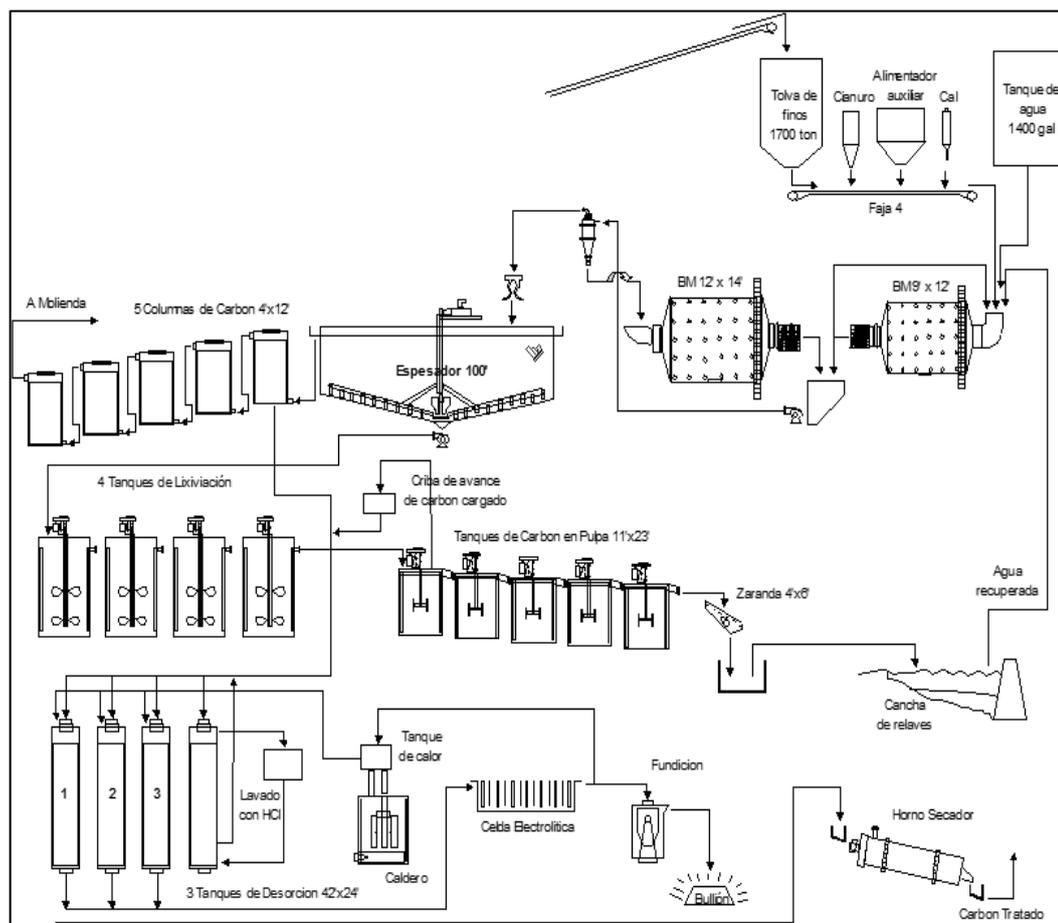


Figura 5. Esquema de Planta de cianuración en pulpa CIP
Fuente: Introducción a la lixiviación de oro y plata
<https://www.911metallurgist.com/metallurgia/cianuracion-oro-plata/>

El carbón activado, es uno de los agentes más usados para la recuperación, aislamiento y la purificación de muchas sustancias. Una de las características más importantes del carbón activado es su estructura porosa.

2.2.7. Cinética de reacción

La velocidad de reacción de la adsorción de cianuro de oro sobre carbón activado, puede ser dada por la siguiente ecuación:

$$\frac{\partial[Au]}{\partial t} = \frac{AKm}{V} ([Au] - [Au]_c) \quad [14]$$

Dónde:

- $[Au]$ y $[Au]_c$ son concentraciones de oro en la solución bulk y en la superficie de carbón respectivamente.
- A , V y Km son el área de superficie de carbón, volumen de solución y coeficiente de transferencia de masa respectivamente.
- Para una reacción controlada por la película de difusión, la $[Au]_c$ es despreciable.

Además el área de superficie de una partícula puede ser dada:

$$A = 6 \frac{\psi M}{d \cdot e} \quad [15]$$

Dónde:

- d es el diámetro, ψ es el factor de forma, e es la densidad y M la masa de partícula de carbón. Las partículas de carbón son consideradas como esferas, y el factor de forma ψ es igual a la unidad, la ecuación puede ser reordenada:

$$\frac{\partial[Au]}{\partial t} = 6 \frac{\psi M}{d \cdot e} Km[Au] \quad [16]$$

Para un sistema donde la densidad de las partículas de sólidos y la de la solución son aproximadamente iguales, el coeficiente de transferencia de masa Km , puede ser expresado así:

$$Km = \frac{2D}{d} \quad \text{Dónde } D \text{ es el coeficiente de difusión.}$$

Combinando ecuaciones y reordenando se tiene:

$$\frac{\partial[Au]}{[Au]} = \frac{12DM}{d^2 e} \partial t \quad [17]$$

La expresión de la velocidad integrada:

$$\ln[Au] = \ln[Au]_0 - Kt \quad [18]$$

Dónde

- $[Au]_0$ es la concentración inicial de oro en la solución y

$$k = \frac{12DM}{d^2 e} = \text{cte.de.velocidadobservada} \quad [19]$$

Una forma diferente de la ecuación puede ser expresada como sigue:

$$[Au] = [Au]_0 e^{kt} \quad [20]$$

La cantidad de oro adsorbido sobre el carbón activado, está relacionado a la cantidad dejada en solución por la siguiente ecuación:

$$[Au]_{ads} = \frac{V}{A} ([Au]_0 - [Au]) \quad [21]$$

Una ecuación para la cantidad de oro adsorbido, puede ser:

$$[Au]_{ads} = \frac{V}{A} [Au]_0 (1 - e^{-kt}) \quad [22]$$

2.2.8. Termodinámica de la cianuración

Los diagramas de Pourbaix que relacionan el potencial de óxido reducción (Ev) del metal con el pH del Medio (ver Figura 6), muestran que compuestos como: $Au(OH)_3$; AuO_2 ; $(HAuO_3)^{-2}$ y también el ión $(Au)^{+3}$ requieren elevados potenciales Redox

(superiores al de la descomposición del oxígeno) para formarse. La lixiviación del oro metálico es, por lo tanto, muy difícil a causa de la gran estabilidad de este último.

En el diagrama Au-H₂O-CN, no obstante la reacción: $\text{Au}(\text{CN})_2 + e = \text{Au} + 2\text{CN}$ se lleva a cabo dentro de los límites de estabilidad del agua. El campo de estabilidad del complejo aurocianuro está limitado por una recta que inicialmente muestra una pendiente pronunciada (efecto de la hidrólisis del cianuro a pH menor a 9) tornándose luego casi horizontal debido a la acción oxidante del oxígeno en medio básico, hecho que a su vez permite que se haga efectiva la reacción de lixiviación por formación de aurocianuros.

En el mismo gráfico, se puede observar que los compuestos $\text{Au}(\text{OH})_3$, Au^{+3} y $(\text{HAuO}_3)^{-2}$ son reducidos por la introducción del cianuro.

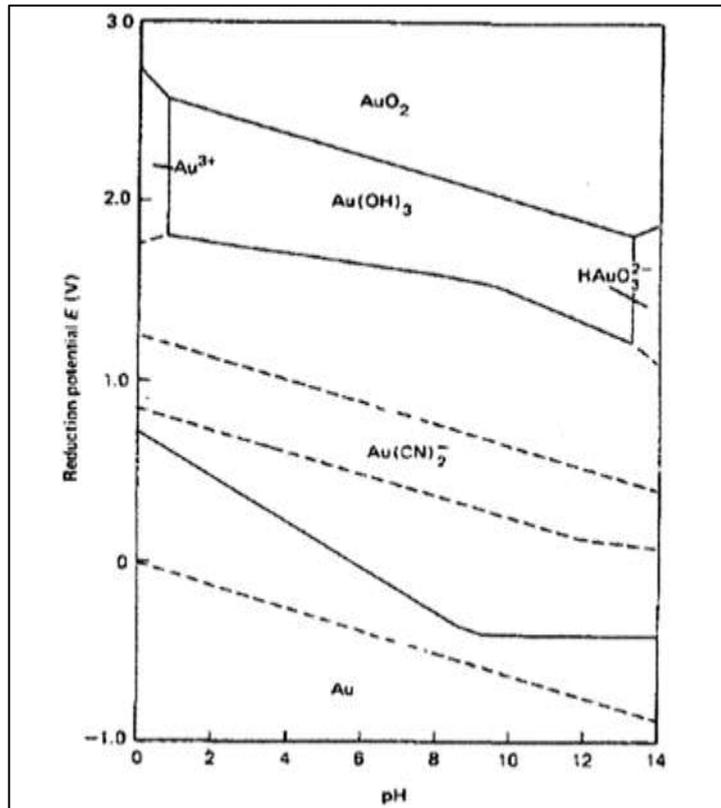


Figura 6. Diagrama de Pourbaix el sistema oro – cianuro – agua a 25°C
Fuente: León Andrés. “Tratamiento de efluentes del proceso de cianuración de minerales Auríferos en base de carbón activado” p18

2.2.9. Factores que influyen en la adsorción

a. Efecto del tamaño de partícula

La velocidad de reacción es afectada significativamente por el tamaño de las partículas de carbón. Para la misma masa de carbón, el tamaño de partícula más pequeña aumenta la velocidad de adsorción de oro como un resultado del área de superficie externa incrementada, producido cuando el tamaño de partícula del carbón es reducido.

b. Efecto del precargado del carbón con oro

La velocidad de adsorción de oro disminuye según la cantidad original de oro adsorbido sobre las partículas de carbón, aumenta, debido a la deficiencia de disponibilidad de lugares activos en la superficie de carbón para adsorción de oro fresco.

c. Efecto del pH

Solamente un pequeño cambio en la velocidad de reacción es observado entre pH 9,5 y 11,5.

d. Efecto de la concentración de carbón.

Existe una relación lineal entre la velocidad de adsorción de oro y la cantidad de carbón presente en la pulpa.

2.3 Definición de términos

a. Cianuro

El cianuro es un producto químico compuesto de carbono y nitrógeno. Los tipos más comunes de cianuro son: cianuro de sodio, cianuro de calcio y cianuro de potasio que son sólidos blancos y huelen a almendras amargas cuando están expuestos al aire húmedo. El cianuro de hidrógeno es una forma gaseosa e

incolora de cianuro que también despide un leve aroma a almendras amargas; algunas personas son incapaces de detectar este olor debido a razones genéticas.

El cianuro se fabrica en plantas industriales y existe de manera natural en más de mil especies vegetales. Está presente en las almendras, habas verdes, espinacas y raíz de casava que es fuente de alimento común en países tropicales. De hecho, las plantas y animales lo forman, excretan y degradan de manera natural. El cianuro también se forma en el cuerpo humano y lo exhalamos en cantidades extremadamente pequeñas cuando respiramos.

El cianuro no produce cáncer y no es bioacumulable en animales ni peces. Es de fácil destrucción, sin dejar impactos de largo plazo. El gas de cianuro se disipa rápido en espacios abiertos como el aire libre. La luz del sol descompone el cianuro cuando está expuesto al aire o cerca de aguas superficiales. Al igual que otros químicos de uso industrial, el cianuro se puede manejar de forma segura para proteger a las personas y el medioambiente.

b. Relave

El relave es la roca fina que queda después que se ha procesado el mineral y que se ha extraído el oro. Debido a que el relave proviene de un material mineralizado, contiene trazas y residuos químicos del proceso. La mayor parte del tiempo se emplaza el material de relave en centros de acopio especiales. Las instalaciones para almacenamiento de relaves (TSF), tienen el propósito de reducir los potenciales riesgos para las personas, el medioambiente y la empresa. La TSF almacena relaves sólidos y líquidos en una instalación que, una vez cerrada la mina, pasarán a formar parte del paisaje. La seguridad es la primera prioridad en el diseño, manejo y monitoreo permanente de nuestras instalaciones de acopio de relaves.

c. Botaderos

La explotación implica extraer la roca que contiene cantidades económicamente recuperables de los metales deseados. Para acceder a los depósitos, hay que retirar la roca estéril, que es la roca que no contiene cantidades económicamente recuperables de metales deseados. Dado que la roca estéril puede contener diversas cantidades de metales que están presentes en

forma natural en los minerales, hay que manejarlas en forma apropiada para disminuir el riesgo de generación de drenaje ácido de roca y la lixiviación de metales. La roca estéril se sitúa en instalaciones con diseño de ingeniería, donde se puede cubrir con suelo y plantar vegetación nuevamente o devolverla a los rajes abiertos que han completado su explotación.

d. Muestreo de minerales

Método de muestreo es el de caneo y cuarteo. Las muestras son preparadas y cuarteadas hasta obtener una muestra representativa de los minerales y relaves. Luego se realiza la molienda de las muestras en molinos para muestras (2 c/u de 3 pies de diámetro x 1 pie de largo), después son embolsados e identificados para ser enviados al Laboratorio Químico para su análisis.

e. Humedad

La determinación de la humedad sigue el procedimiento siguiente. La muestra es introducida en un horno a 160°C por un tiempo de 30 minutos. Luego se aplica la formula siguiente:

$$\% \text{ Humedad} = \frac{(\text{peso húmedo} - \text{peso seco})}{\text{peso húmedo}} \times 100 \quad [23]$$

f. Cianuro de sodio (NaCN)

El producto es proporcionado en latas de 50 y 100 kg de capacidad para ser alimentado al proceso de disolución el Cianuro de Sodio. Para tal efecto el cianuro es descargado en un tanque de 6,0 m³ de capacidad.

g. Soda cáustica

Es un producto químico que es un NaOH que se utiliza en el proceso para regular el pH de la pulpa que debe mantenerse entre 10 y 12 de pH.

h. Carbón activado

El carbón activado tiene la propiedad de adsorber los metales disueltos por el cianuro durante el proceso de lixiviación, el mismo que se encuentra en los tanques de agitación. El carbón activado puede cargar hasta 60 g de metal por cada kilo de carbón.

Es utilizado para precipitar oro y plata de las soluciones ricas, se recomienda generalmente cuando el mineral tiene solo o mayores proporciones de oro con respecto a la plata, el carbón usado en estos casos está entre mallas -6+16, -8 + 18 y -10 +20, a veces acompañado de una precipitación opcional de plata con

Na₂S cuando la relación plata/oro en la solución es muy alta. Los carbones más usados son la corteza de coco debido a su dureza y mayor poder adsorbente. Normalmente el carbón activado se retira de los tanques, para ser llevado al proceso de desorción.

i. Zinc

El polvo de zinc se agrega en una proporción que varía de 0,6 a 1,5 partes por parte de oro y plata, para obtener estos consumos debe utilizarse un zinc de la más alta calidad.

j. La velocidad de disolución

Los metales preciosos en soluciones de cianuro dependen del área superficial del metal en contacto con la fase líquida, y de la velocidad de agitación de la mezcla de mena aurífera de oro y solución cianurante.

Bajo condiciones consideradas ideales con respecto a la aireación y a la agitación, se encontró que la velocidad mínima de disolución de oro es 3,25 mg/cm²/hora.

k. Tamaño de la partícula

Cuando se presenta oro grueso libre en la mena, la práctica generalizada es recuperarlo por medio de trampas, o mesas de concentración, antes de la cianuración ya que las partículas gruesas podrían no disolverse en el tiempo que dura el proceso

l. Oxígeno

Es introducido en la solución de cianuro mediante la inyección directa de aire al tanque. La inyección de oxígeno es muy recomendada, puesto que aumenta las recuperaciones de oro y plata, y disminuye los consumos de cianuro.

m. Concentración de la solución de cianuro

La solubilidad del oro en una solución de CN aumenta al pasar de las soluciones diluidas a las concentradas. La proporción más eficaz es de 0,05 a 0,07 % de cianuro de sodio. La concentración usual de CN para el tratamiento de menas de oro es de 0,05 % NaCN. Para menas de plata de 0,3 %. Para concentrados de oro y plata, entre 0,3 – 0,7 %. El NaCN es el más usado en el proceso de cianuración, aunque también se emplea el KCN.

n. Temperatura

La velocidad de disolución de los metales en una solución de NaCN aumenta con el incremento de la temperatura. Pero por encima de 358 K (85°C) las pérdidas por descomposición del cianuro son un serio problema.

o. Porcentaje de finos

Este aspecto es muy importante en la lixiviación por percolación, porque cuando el porcentaje de finos es mayor al 20 % del total, y su tamaño inferior a 1,7 mm, las partículas tienden a aglutinarse, dificultando el paso de las soluciones de cianuro. En estos casos las menas molidas requieren otro tratamiento como curado con cal, cemento, o con ambos para lograr aglomerarlos y facilitar la percolación.

p. Alcalinidad protectora.

Las funciones del hidróxido de sodio en la cianuración son las siguientes: Evitar pérdidas de cianuro por hidrólisis. Prevenir pérdidas de cianuro por acción del CO₂ del aire. Neutralizar los componentes ácidos. Facilitar el asentamiento de las partículas

sólidas finas de la mena cianurada, de modo que en la parte superior permanezca la solución rica y clara.

Las principales variantes de la lixiviación son:

- La lixiviación en pilas o por percolación
- La lixiviación por agitación.

CAPÍTULO III

MARCO METODOLÓGICO

3.1 Tipo y diseño de la investigación

3.1.1 Tipo de investigación

Este trabajo de tesis es aplicada, de carácter experimental, representa el nivel de pruebas que se cuantifica con los resultados obtenidos. Los resultados de este trabajo serán usados en planta de procesos. El diseño de la investigación experimental, se consideraron variables significativas que influirán en los resultados.

3.1.2 Diseño de la investigación

El desarrollo del presente trabajo de investigación se consideró una variedad de pruebas experimentales de lixiviación por agitación a los minerales que llegan a la empresa, con el fin de simular el proceso antes de su tratamiento en Planta, así lograr máxima extracción de oro. Se realizará la parte aplicada experimental y desarrollo del presente trabajo, mediante los pasos:

- Recolección de datos
- Análisis de datos

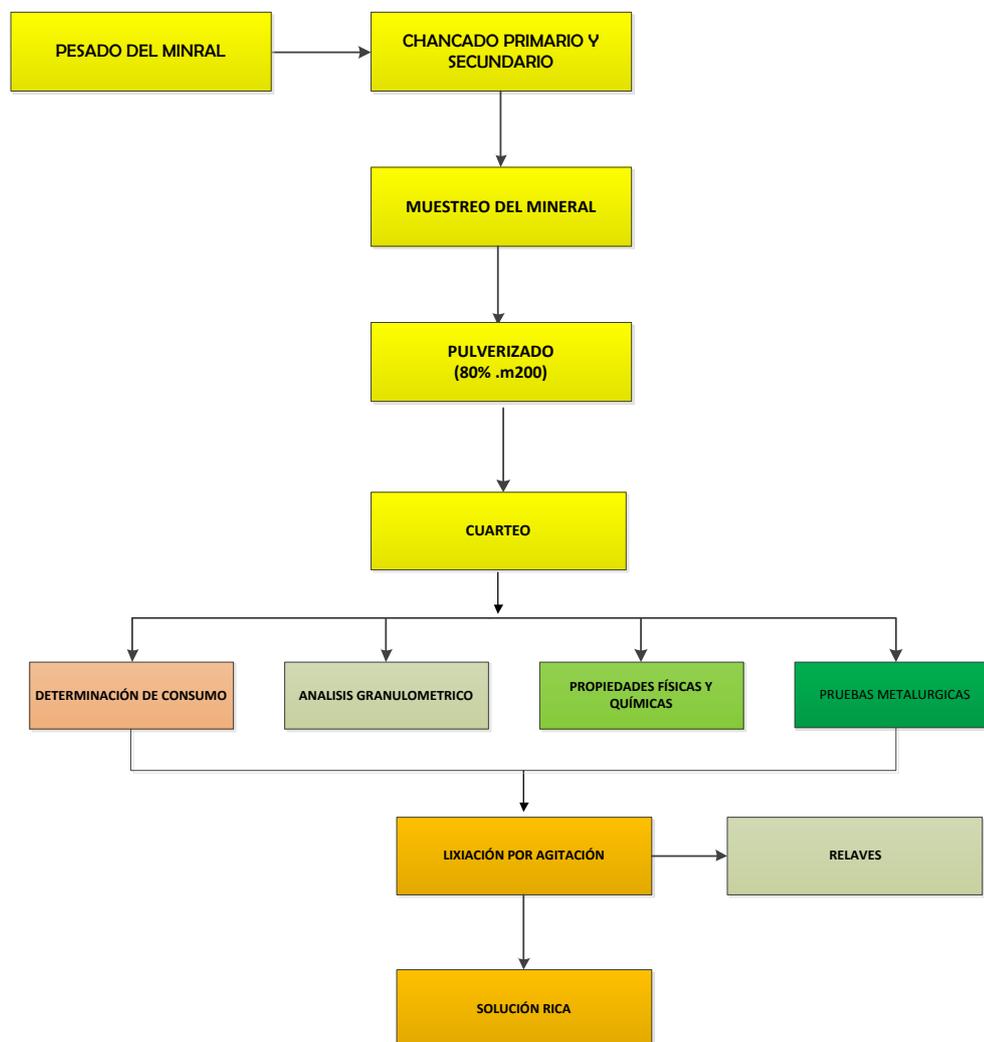


Figura 7. Diagrama de flujo lineal del trabajo de investigación
Fuente: Elaboración propia

3.2 Población y muestra

La muestra considerada para el trabajo de tesis fue de la Planta de Beneficio “Chala One” de la Empresa **Minera Chala One S.A.C.**, que está ubicada en el distrito de Chala de la Provincia de Caravelí, Departamento y Región de Arequipa, se muestréo

aproximadamente 200 kilos, que fueron distribuidas para las pruebas respectivas. Todas las pruebas se realizaron en el Laboratorio de Metalurgia de la Planta Chala One.

3.3 Operacionalización de variables

Tabla 1.
Operacionalización de variables

Variables	Indicadores
Lixiviación por agitación	- Consumo reactivos
	- Granulometría
	- Velocidad de agitación
Recuperación de oro	- gr/ton de Au recuperado
	- % de Au recuperado

Fuente: Elaboración propia

3.4 Técnicas de recolección de datos y análisis de datos

3.4.1 Técnicas de recolección de datos

Las muestras de mineral tomados de la cancha de grueso de Planta **Chala One**, son procedentes de las diferentes zonas del país. Para nuestro estudio se consideró de la Zona de Secocha (Arequipa), Casma (Trujillo), Untuca (Puno), Pedregal (Arequipa) y Ollachea (Puno). Se logra muestras de aproximadamente 200 kilos de cada tipo de mineral, luego fueron trituradas, homogenizados y cuarteados, se empleó para las pruebas de 20 kg de mineral, mediante el cuarteo se llega obtener muestras de ½ kilo y 2 kilos para las pruebas a ejecutar. Estas muestras fueron embolsadas,

codificadas para ser tratadas: análisis químico y pruebas experimentales.

3.4.2 Técnicas de recolección de datos

El análisis de datos se realizó con el Software Excel, para el diseño pruebas y construcción de las tablas, análisis de gráficos y ajuste de curvas.

3.5 Procesamiento experimental

3.5.1 Geología Regional

La faja aurífera Nasca - Ocoña se caracteriza por la ocurrencia de depósitos con mineralización de oro que forma parte de la sub-provincia cuprífera y provincia metalogénica occidental. En las estructuras vetiformes, el relleno mineralógico está constituido por un filón de cuarzo lechoso, ferruginoso de color pardo-rojizo y cuarzón con microvenillas y agregados escamosos de clorita; así mismo, limonitas asociadas a concentraciones de pirita, que a veces incluye agregados de calcopirita, galena, esfalerita, pirrotita, covelita, tetraclorita identificado solo a microscopio y oro nativo.

3.5.2 Composición mineralógica

La planta “Chala One” beneficiará minerales de oro y plata, el oro normalmente se encuentra en estado libre o asociado con la plata formando electrum (Au y Ag en diversas proporciones), asociados con cuarzo y óxidos de hierro (hematitas y limonitas), en las zonas de oxidación, así como a piritas, pirrotitas y arsenopiritas principalmente en la zona de sulfuros. La composición mineralógica promedio de los minerales a tratar ver Tabla 1.

Tabla 2.

Composición mineralógica de los yacimientos auríferos

Especie Mineralógica	Fórmula
Cuarzo	SiO ₂
Hematita	Fe ₂ O ₃
Goethita	FeO(OH)
Pirita	FeS ₂
Arsenopirita	FeAsS
Pirrotita	Fe _{1-x} S
Chalcopirita	CuFeS ₂

Fuente: Elaboración propia

Los minerales auríferos de las diferentes zonas mineras se presentan en los cuadros adjunto, con sus respectivas leyes promedio de oro.

Tabla 3.

Promedio de leyes de minerales auríferos – Secocha (Arequipa)

Mineral	Ley Au (g/t)	Ley Ag (g/t)
Mineral – óxidos	51,43 – 49,71	---

Fuente: Laboratorio de Chala One

Tabla 4.

Promedio de leyes de minerales auríferos – Casma (Trujillo)

Mineral	Ley Au (g/t)	Ley Ag (g/t)
Mineral – óxidos	51,43 – 53,14	---

Fuente: Laboratorio de Chala One

Tabla 5.

Promedio de leyes de minerales auríferos – Untuca (Puno)

Mineral	Ley Au (g/t)	Ley Ag (g/t)
Mineral – óxidos	8,37 – 9,05	---

Fuente: Laboratorio de Chala One

Tabla 6.

Promedio de leyes de minerales auríferos – Pedregal (Arequipa)

Mineral	Ley Au (g/t)	Ley Ag (g/t)
Mineral – óxidos	12,21 – 11,69	---

Fuente: Laboratorio de Chala One

Tabla 7.

Promedio de leyes de minerales auríferos – Ollachea (Puno)

Mineral	Ley Au (g/t)	Ley Ag (g/t)
Mineral – óxidos	7,71 – 7,95	---

Fuente: Laboratorio de Chala One

3.5.3 Reservas

La empresa **Minera Chala ONE S.A.C.**, cuenta con contratos con titulares mineros para el abastecimiento de materia prima para la ejecución de sus operaciones de beneficio de minerales auríferos. La relación de concesiones mineras se puede apreciar en la Tabla 8.

Tabla 8.

Concesiones mineras del cual proceden los minerales

Concesión	Ubicación	Ley Au (g/t)
Mina Eugenia	Caravelí	20
Tulín	Nazca	25
Lomo Camello	Chaparra	25
Mina Rey Salomón	Ático	20
Mina Bonanza	Caravelí	20
Quicacha	Quicacha	20
Cambio	Chaparra	28
Jupelu	Arequipa	25
Poroja	Chaparra	20
Gallinazo	Chaparra	20
Yanahorco	Chaparra	15
Ollachea	Puno	7
Pedregal	Arequipa	11
Casma	Puno	45
Untuca	Puno	7
Secocha	Arequipa	50

Fuente: Laboratorio de Chala One

3.5.4 Descripción de la planta

La planta de cianuración de la minera chala ONE S.A.C., se encuentra a unos 5 Km. de la carretera Panamericana Sur Km 616, Quebrada Huanca, La aguadita en la localidad de Chala, provincia de Caravelí, del departamento de Arequipa.

La planta se encuentra en la ladera de una quebrada donde tiene ubicado sus reservorios que sirve para poder abastecer de agua tanto para la producción como para los campamentos (aseo personal debido a que es agua salubre) El agua dulce para el consumo humano proviene de Chala.

La planta beneficia oro a partir de minerales y relaves. El mineral es recibido en una tolva de gruesos para luego ser triturado en un circuito de chancado primario, clasificación, chancado secundario y almacenamiento de finos. El relave proviene del proceso de amalgamación, producto del trabajo realizado por los mineros artesanales formales, es comprado y recepcionado. La ley promedio de oro es de 0,7 - 45 g/t considerando una mezcla compuesta de relave y mineral. Tanto el relave como el mineral son semi - limpios desde el punto de vista de lixiviación, están

constituidos en su mayoría de óxidos, algunos tienen sulfuros, y otros cobre y muy pocos tienen materiales carbonosos que consumen reactivos. Estos factores hacen que sean alimentados en forma disuelta en la molienda.

La molienda está constituida por un circuito directo de molienda/clasificación tiene como medio moledor bolas de acero, el producto final (overflow) va a formar la alimentación de los tanques de Carbón en Lixiviación (CIL). El agua que se utiliza en los circuitos de molienda puede ser agua limpia y/o recirculada (solución barren), esta última es recuperada de la cancha de relaves, que ayuda en mantener bajos consumos de reactivos.

3.6 Procesamiento y análisis de datos

a. Determinación del consumo de soda caustica

La adición de soda a la pulpa con cianuro es indispensable para evitar pérdidas de cianuro y neutralizar cualquier constituyente ácido, que de otra manera liberaría ácido cianhídrico. La cantidad de soda que se añade es expresada en términos de kilogramos de hidróxido de sodio por toneladas de mineral tratado.

b. Prueba de Cianuración

Para estas pruebas de laboratorio de los diferentes minerales de la Zona de Secocha (Arequipa), Casma (Trujillo), Untuca (Puno), Pedregal (Arequipa) y Ollachea (Puno); se utiliza las siguientes condiciones de operación para todos los minerales.

c. Procedimiento

El procedimiento para cada prueba que se efectuó fue el siguiente forma:

- Tomar una muestra de mineral de la zona adecuada, calculando pH metros como: ley (g/t), considerando tamaño de partícula.
- Calcular la relación de componentes de la pulpa con que se desea ensayar (porcentaje de sólidos)
- Agregar la pulpa a un recipiente de 5 litros.
- Depositar el recipiente con pulpa en el agitador.
- Empezar la agitación, hasta que se cumplan 15 minutos, medir el pH natural de la muestra.
- Añadir hidróxido de sodio y empezar la agitación.
- Controlar el valor de pH, hasta que oscile entre 11 – 11,5.

- Una vez controlado el pH adecuado; agregar cianuro hasta lograr concentración deseada. Al mismo tiempo medir la concentración de hidróxido de sodio; y empezar el proceso de cianuración.
- Controlar el consumo de hidróxido y cianuro periódicamente. El primer control es recomendable realizarlo en una hora; controles posteriores a intervalos de 8, 24, 48 y 72 horas. Al mismo tiempo medir el contenido de oro en la solución y pH. Los controles de hidróxido de sodio y cianuro, se realizan por titulación con nitrato de plata como reactivos: yoduro de potasio como indicadores, respectivamente.
- Parar la agitación a las 72 horas efectivas.
- Decantar y separar, sólidos (material de relave) y líquido (solución).
- Aplicar el método de Chiddy a la solución para conocer la cantidad de oro y recuperación obtenida.

Las pruebas de cianuración se consideraron su respectiva prueba de respaldo, ver tabla 9.

Tabla 9.

Condiciones de operación de las pruebas para minerales auríferos

Peso de mineral	2000	g
Agua en proceso	5000	ml
Dilución	2.5	
% Solidos	30.44	%
pH Natural	6,5-7,0	
pH de Cianuración	11.5	
Agitación	230,6	rpm
Fuerza NaCN	0,2	%
G.E.	2,75	
% Malla -200	81,23	%

Fuente: Laboratorio de Chala One

d. Determinación del consumo de cianuro

- **Cianuro libre**

Para tener en cuenta cuántos kilogramos se va a utilizar de cianuro en proceso nos basamos en la prueba de cianuración hecha en el laboratorio; si trabajamos con 0,2 % de cianuro.

Tabla 10.

Consumo de reactivos de los minerales auríferos

Mineras	NaCN kg/ton	NaOH kg/ton
Secocha (mixtos)	5,5	5,9
Casma (óxidos)	6,33	10,53
Untuca (sulfuro)	12,00	8,35
Pedregal (mixto)	3,14	4,23
Ollachea (sulfuro)	9,67	10,35

Fuente: Laboratorio de Chala One

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Resultados

En este trabajo, en todas las pruebas de cianuración, se trabajó con concentraciones 0,2 % de NaCN, ya que justamente se trata de probar que con dichas fuerzas de cianuro es posible lograr, buenas recuperaciones. En las últimas cinco pruebas, se utilizó el método de copelación para el mineral de cabeza y relaves, logrando obtener la recuperación a diferente tiempos de cianuración (ver tablas del 11 al 15.)

Tabla 11.

Pruebas de cianuración del mineral aurífero – mixto de Secocha (Arequipa)

Cinética lixiviación	Prueba 1		Prueba 2	
Tiempo (horas)	Ley de relave (Onz/tc)	Recp. de Au %	Ley de relave (Onz/tc)	Recp. de Au %
8	18,62	63,80	0,556	61,66
24	9.02	82,47	0,235	83,79
48	7.30	85,80	0,204	85,93
72	0,131	91,27	0,111	92,34

Fuente: Elaboración propia

Tabla 12.

Pruebas de cianuración del mineral auríferos – óxidos de Casma (Trujillo)

Cinética				
lixiviación				
	Prueba 3		Prueba 4	
Tiempo	Ley de relave	Recp. de Au	Ley de relave	Recp. de Au
(horas)	(Onz/tc)	%	(Onz/tc)	%
8	0,459	69,40	0,553	64,32
24	0,245	83,67	0,267	82,77
48	0,189	87,40	0,205	86,77
72	0,129	91,40	0,149	90,39

Fuente: Elaboración propia

Tabla 13.

Pruebas de cianuración del mineral auríferos – sulfuro de Untuca (Puno)

Cinética				
lixiviación				
	Prueba 5		Prueba 6	
Tiempo	Ley de relave	Recp. de Au	Ley de relave	Recp. de Au
(horas)	(Onz/tc)	%	(Onz/tc)	%
8	0,179	26,64	0,199	24,62
24	0,060	75,41	0,067	74,62
48	0,057	76,64	0,059	77,65
72	0,042	82,79	0,043	83,71

Fuente: Elaboración propia

Tabla 14.

Pruebas de cianuración del mineral aurífero – mixto de Pedregal (Arequipa)

Cinética lixiviación	Prueba 7		Prueba 8	
	Tiempo (horas)	Ley de relave (Onz/ton)	Recp. de Au %	Ley de relave (Onz/ton)
8	0,128	64,04	0,130	61,88
24	0,062	82,58	0,055	83,87
48	0,050	85,96	0,048	85,92
72	0,031	91,29	0,026	92,38

Fuente: Elaboración propia

Tabla 15.

Pruebas de cianuración del mineral auríferos – Sulfuro de Ollachea (Puno)

Cinética lixiviación	Prueba 9		Prueba 10	
	Tiempo (horas)	Ley de relave (Onz/ton)	Recp. de Au %	Ley de relave (Onz/ton)
8	0,170	24,44	0,182	21,55
24	0,074	67,11	0,080	65,52
48	0,064	71,56	0,069	70,26
72	0,041	81,78	0,042	81,90

Fuente: Elaboración propia

Tabla 16.

Pruebas de cianuración de los minerales auríferos

Tiempo (horas)	Secocha (mixto)	Casma (óxidos)	Untuca (sulfuro)	Pedregal (mixto)	Ollachea (sulfuro)
8	62,73 %	66,86 %	25,63 %	62,96 %	23,00 %
24	83,13 %	83,22 %	75,02 %	83,23 %	66,32 %
48	85,87 %	87,09 %	77,14 %	85,94 %	70,91 %
72	91,81 %	90,90 %	83,25 %	91,84 %	81,84 %

Fuente: Elaboración propia

4.2 Discusión

Se observa la tabla 16 los resultados de la extracción de oro a diversos tiempos, obteniendo recuperaciones ideales para el proceso. En la figura 8 se muestran resultados obtenidos de consumo de reactivos de las diferentes pruebas realizadas de los ensayos de cianuración por agitación. En la Figura 9, se representan gráficamente las curvas del contenido de extracción del oro en solución a partir de los valores analíticos de oro presentes en las soluciones cianuradas, para el caso de las muestras de 8, 24, 48 y 72 horas respectivamente.

a. Discusión de los resultados

- **Discusión del consumo de cianuro**

Por las características y las diferentes procedencias de los minerales considerado en el estudio, los consumos de reactivos es variado como se expresa en la figura 8, el mineral de la zona Ollachea es de más alto consumo de cianuro de sodio debido a la presencia de elementos químicos cianicidas como cobre, arsénico, antimonio, pudiendo llamar a este mineral refractario; se puede mejorar la recuperación con un pre tratamiento a estos minerales antes de ser cianurados. Así mismo, se puede apreciar el mineral de la zona Pedregal su consumo está dentro lo adecuado se trata de un mineral mixto.

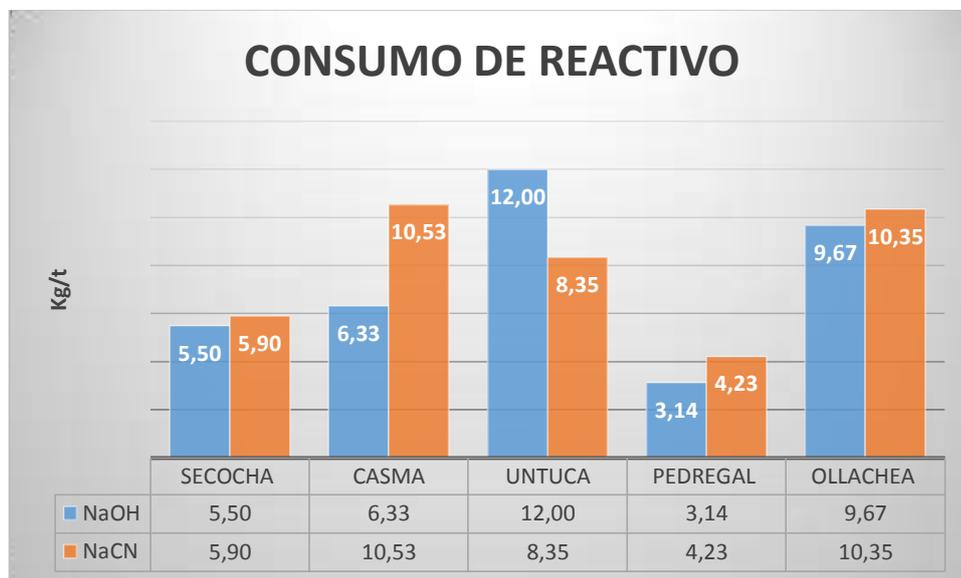


Figura 8. Consumos de reactivos (Cianuro de Sodio y Hidróxido de sodio)
Fuente: Elaboración propia

b. **Discusión de las curvas de cinética de disolución**

El número de ensayos por duplicado realizados a estos minerales son muy próximos en la recuperación. Las investigaciones permitió mejorar el proceso industrial la disolución del oro con cianuro de sodio, analizando las variables que afectan al proceso como: el tiempo, pH promedio de 11, con recuperaciones del oro de que varían entre 74,29 a 92,31 % a las 72 horas de agitación.

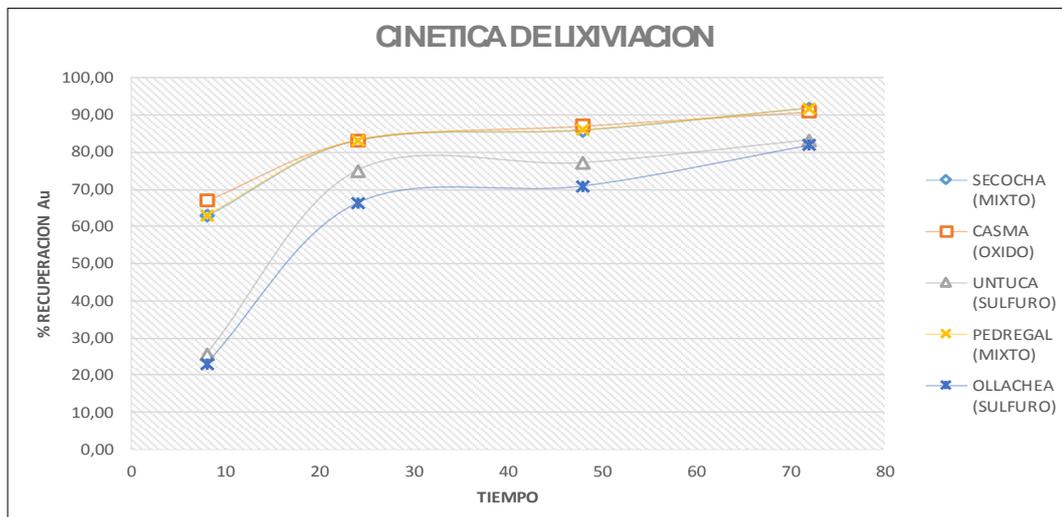


Figura 9. Cinética de disolución del oro expresada en porcentaje (%)

Fuente: Propia del autor

CONCLUSIONES

Al término del estudio del tratamiento de minerales auríferos que trata la Minera Chala One S.A.C., podemos formular las siguientes conclusiones:

Los minerales de Secocha, Casma y Pedregal presentan recuperaciones por encima de 90 %, todo lo contrario a los minerales de Untuca y Ollachea que solo llegan a 80 % de recuperación.

El consumo de cianuro en planta es 5 kg/t del cual podemos concluir que la zona de pedregal y Secocha están dentro del rango de consumo, todo lo contrario sucede con las zonas de Casma, Untuca y Ollachea, debido a que posiblemente en su composición mineralógica contengan elementos cianicidas.

El éxito de la caracterización del mineral y pruebas metalúrgicas es por el muestreo de los lotes en cancha mediante operación del coneo y cuarteo.

Durante el desarrollo de las pruebas experimentales, los diferentes minerales que trata la minera, como óxidos, mixtos y sulfuros, es posible su tratamiento para lograr beneficios económicos.

RECOMENDACIONES

Para bajar el consumo de materiales sulfurados realizar pre tratamientos (lavado con agua, lavado ácido)

Para mejorar la recuperación de materiales sulfurados, probar con nuevos reactivos de disolución de oro

Realizar pruebas metalúrgicas con carbón activado para ver el comportamiento de las soluciones cianuradas.

Variar la fuerza de cianuro para ver el incremento de disolución de oro, variando de 0,1 % y 0,3 %.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Ballester, A.; Verdeja, L. Sancho. (2000). "Metalurgia Extractiva". Vol.1 Fundamentos. España : Ed. Síntesis.

Elvers, S.; Hawskins, Schulz, G. (1991). "Encyclopedia of Industrial Chemistry", 5th Ed. V.A. 18

Flores Avendaño, Oscar Jesus. (1995). "Aplicación del Carbón Activado en la Recuperación de Au". Arequipa.

G. Cáceres, W. Silva & D. Guzmán. (1989). "Fundamentos de cianuración y precipitación de oro y plata", curso capacitación. Universidad de Atacama, Copiapó.

Germán Cáceres. (1993). "Cianuración de minerales de oro" Seminario presentado en la universidad de Chile. Santiago.

Habashi, F. (1969). "Principle of Extractive Metallurgy" Volumen 1. Gordon and Breach.

John Marsden & Lain House. (1992). "The Chemistry of Gold Extraction". Ellis Horwood Limited.

Manzaneda Cabala. (2000). "Procesamiento de Minerales". Lima.

Misari Ch., Fidel S. (1993). "Metalurgia del Oro". Lima : Ed. San Marcos.

Quiroz Nuñez, Iván. (1986). "Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales". Cusco.

ANEXOS

Anexo 1. Cálculos para pruebas de laboratorio metalúrgico

a. Determinación de agua en prueba:

$$K = \frac{SG-1}{SG} \quad \%S = \frac{\rho_p - 1000}{\rho_p \times K} \times 100 \quad D = \frac{100 - \%S}{\%S} \quad L = D \times S$$

Dónde:

- K = constante de sólidos
- SG= gravedad específica del mineral
- %S= porcentaje de sólidos
- Pp= densidad de pulpa
- D= dilución
- L= cantidad de agua
- S= peso de muestra del mineral

Cantidad de cianuro en prueba:

$$CN_{gr}^- = \frac{L \times F}{1000}$$

Dónde:

CN_{gr}^- = cantidad de cianuro en gramos

- L = cantidad de agua en litros
- F = Fuerza de cianuro en ppm, %

Determinar cianuro libre:

$$CN_{\text{libre}}^- = V_{\text{gasto}} AgNO_3 \times f \times \frac{L}{1000} \times 10000$$

$$CN_{\text{libre}}^- = V_{\text{gasto}} AgNO_3 \times 0,25 \times L$$

Dónde:

- $V_{\text{gasto}} AgNO_3$ = volumen gastado de $AgNO_3$
- f = factor de Titulante 0,025%

Cantidad de cianuro a reponer en prueba para mantener fuerza

$$CN_{\text{reponer}}^- = CN_i^- - CN_{\text{libre}}^-$$

Determinar consumo de cianuro kg/t

$$\text{consumo de } CN^- = \left[\frac{(CN_i^- + CN_{2\text{hr}}^- + CN_{4\text{hr}}^- + CN_{6\text{hr}}^- + \dots) - (CN_{\text{libre}}^-)}{\text{peso de muestra (kg)}} \right]$$

Anexo 2. Pruebas metalúrgicas de cinética de recuperación de las zonas de acopio de minera Chala ONE SAC.



CINETICA DE MINERALES AURIFEROS DE LA MINERA CHALA ONE SAC.



COD. LOTE	SECOCHA
PROCEDENCIA	AREQUIPA
TIPO	MIXTO
Peso Mineral	2000 gr
Agua	5 Lt.
Fuerza	0.2 %
NaCN inicial	10 gr
NaOH inicial	11.9 gr
Dilucion	2.5
pH	11
Ley Cabeza Au	1.500 Oz/Tc
Ley Cabeza Au	1.450 Oz/Tc
Malla	88.56 % -m200

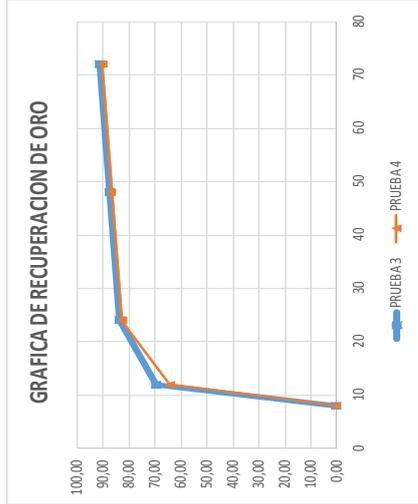
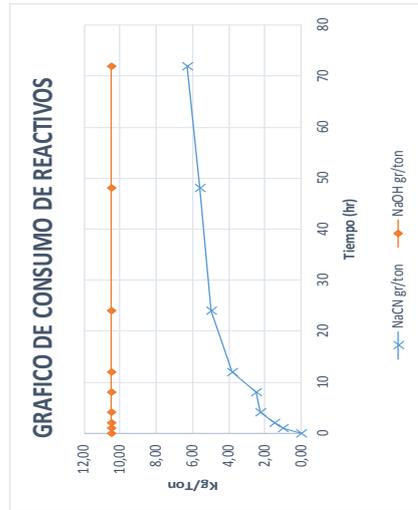
Tiempo	pH	Consumo AgNO3 ml	Fuerza (%)	Cianuro Libre (gr)	Adicion NaCN en prueba (gr)	consumo CN Kg/ton	NaOH en prueba (gr)	consumo NaOH	consumo NaOH Kg/Ton	Ley Relave Au Oz/Tc	% de Rec. Au
0	0	8.0	0.200	10.00	0.00	0.00	11.80	5.90	5.90	1.450	0.00
1	11	8.0	0.200	10.00	0.00	0.00	0.00	5.90	5.90	1.450	0.00
2	11	8.0	0.200	10.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	1.450	0.00
4	11	7.2	0.180	9.00	1.00	0.50	0.00	5.90	5.90	1.450	0.00
8	11	7.6	0.190	9.50	0.50	0.75	0.00	0.00	0.00	1.450	0.00
12	11	4.7	0.116	5.81	0.00	2.84	0.00	5.90	5.90	0.543	63.80
24	11	3.6	0.089	4.44	0.00	3.53	0.00	5.90	5.90	0.263	82.47
48	11	2.0	0.050	2.51	0.00	4.49	0.00	0.00	0.00	0.213	85.80
72	11	0.4	0.010	0.50	0.00	5.50	0.00	5.90	5.90	0.131	91.27



CINETICA DE MINERALES AURIFEROS DE LA MINERA CHALA ONE SAC.

COD. LOTE	CASIMA
PROCEDENCIA	TRUJILLO
TIPO	OXIDOS

Peso Mineral	2000 gr
Agua	5 Lt.
Fuerza	0,2 %
NaCN inicial	10 gr
NaOH inicial	21,06 gr
Dilucion	2,5
pH	11
Ley Cabeza Au	1,500 Oz/Tc
Ley Cabeza Au	1,550 Oz/Tc
Malla	84,01 % -m200



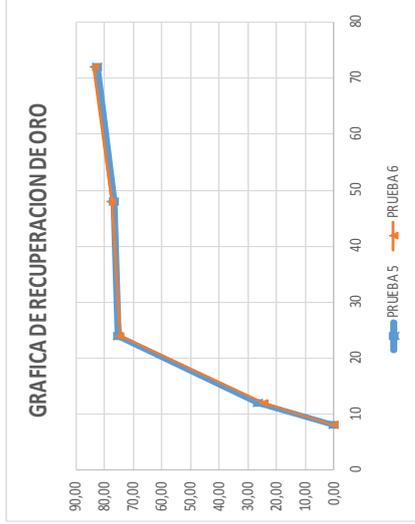
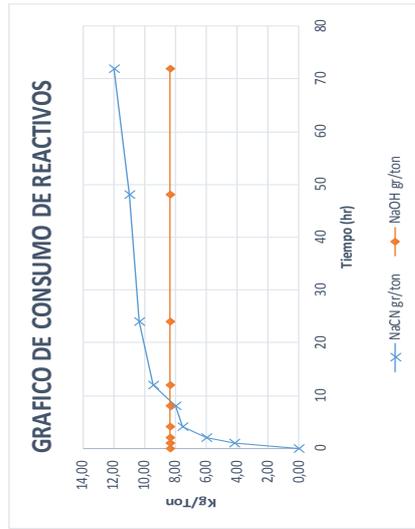
Tiempo	pH	Consumo AgNO3 ml	Fuerza (%)	Cianuro Libre (gr)	Adicion NaCN en prueba (gr)	consumo CN Kg/ton	NaOH en prueba (gr)	consumo NaOH	Ley Relave Au Oz/Tc	% de Rec. Au	Ley Relave Au Oz/Tc	% de Rec. Au
0	0	8,0	0,200	10,00	0,00	0,00	21,06	10,53	1,500		1,550	
1	11	6,4	0,160	8,00	2,00	1,00	0,00	10,53	1,500		1,550	
2	11	7,2	0,180	9,00	1,00	1,50	0,00	10,53	1,500		1,550	
4	11	6,8	0,170	8,50	1,50	2,25	0,00	10,53	1,500		1,550	
8	11	7,6	0,190	9,50	0,50	2,50	0,00	10,53	1,500	0,00	1,550	0,00
12	11	5,9	0,148	7,38	0,00	3,81	0,00	10,53	0,459	69,40	0,553	64,32
24	11	4,0	0,100	5,01	0,00	4,99	0,00	10,53	0,245	83,67	0,267	82,77
48	11	3,0	0,075	3,76	0,00	5,62	0,00	10,53	0,189	87,40	0,205	86,77
72	11	1,9	0,047	2,34	0,00	6,33	0,00	10,53	0,129	91,40	0,149	90,39



CINETICA DE MINERALES AURIFEROS DE LA MINERA CHALA ONE SAC.

COD. LOTE	UNTUCA
PROCEDENCIA	JULIACA
TIPO	SULFUROS

Peso Mineral	2000 gr
Agua	5 Lt.
Fuerza	0,2 %
NaCN inicial	10 gr
NaOH inicial	16,7 gr
Dilucion	2,5
pH	11
Ley Cabeza Au	0,244 Oz/Tc
Ley Cabeza Au	0,264 Oz/Tc
Malla	82,99 % -m200



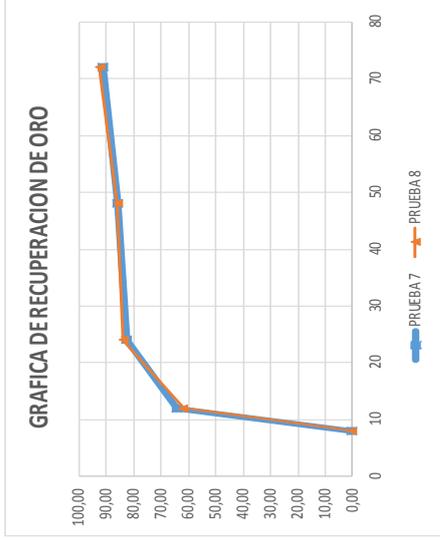
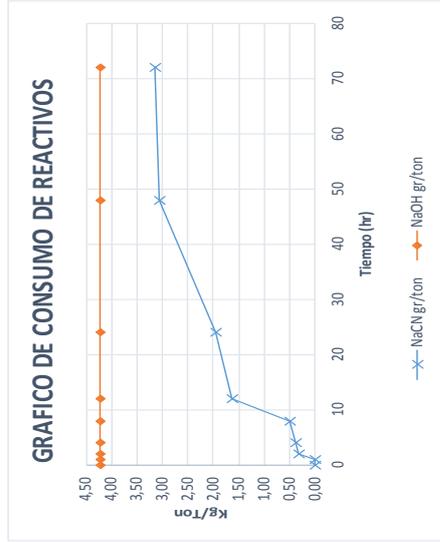
Tiempo	pH	Consumo AgNO3 ml	Fuerza (%)	Cianuro Libre (gr)	Adicion NaCN en prueba (gr)	consumo CN Kg/ton	NaOH en prueba (gr)	consumo NaOH	consumo NaOH Kg/Ton	Ley Relave Au Oz/Tc	% de Rec. Au	Ley Relave Au Oz/Tc	% de Rec. Au
0	0	8,0	0,200	10,00	0,00	0,00	16,70	8,35	8,35	0,244		0,264	
1	11	1,4	0,034	1,70	8,30	4,15	0,00	0,00	8,35	0,244		0,264	
2	11	5,0	0,126	6,30	3,70	6,00	0,00	0,00	8,35	0,244		0,264	
4	11	5,6	0,140	7,00	3,00	7,50	0,00	0,00	8,35	0,244		0,264	
8	11	7,2	0,180	9,00	1,00	8,00	0,00	0,00	8,35	0,244	0,00	0,264	0,00
12	11	5,8	0,144	7,19	0,00	9,41	0,00	0,00	8,35	0,179	26,64	0,199	24,62
24	11	4,3	0,106	5,31	0,00	10,34	0,00	0,00	8,35	0,06	75,41	0,067	74,62
48	11	3,2	0,081	4,03	0,00	10,99	0,00	0,00	8,35	0,057	76,64	0,059	77,65
72	11	1,6	0,040	2,00	0,00	12,00	0,00	0,00	8,35	0,042	82,79	0,043	83,71



CINETICA DE MINERALES AURIFEROS DE LA MINERA CHALA ONE SAC.

COD. LOTE	PEDREGAL
PROCEDENCIA	AREQUIPA
TIPO	MIXTOS

Peso Mineral	2000gr
Agua	5lt.
Fuerza	0,2%
NaCN inicial	10gr
NaOH inicial	8,46gr
Dilucion	2,5
pH	11
Ley Cabeza Au	0,356 Oz/Tc
Ley Cabeza Au	0,341 Oz/Tc
Malla	84,23% -m200



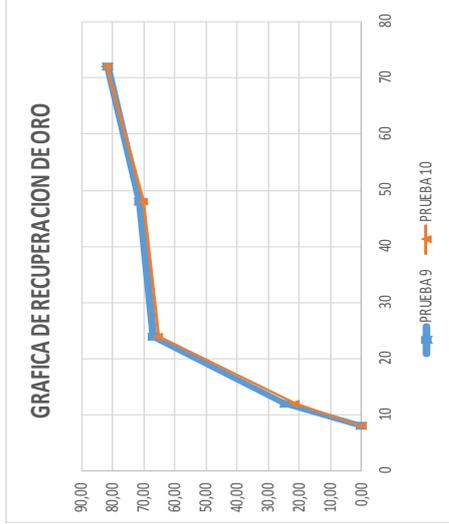
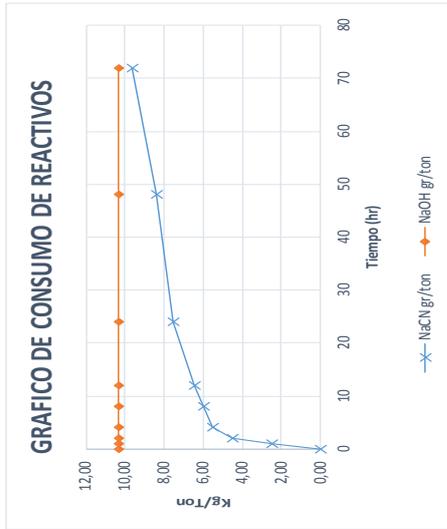
Tiempo	pH	Consumo AgNO3 ml	Fuerza (%)	Cianuro Libre (gr)	Adicion NaCN en prueba (gr)	consumo CN Kg/ton	NaOH en prueba (gr)	consumo NaOH	consumo NaOH Kg/Ton	Ley Relave Au Oz/Tc	% de Rec. Au	Ley Relave Au Oz/Tc	% de Rec. Au
0	0	8,0	0,200	10,00	0,00	0,00	8,46	4,23	4,23	0,356		0,341	
1	11	8,0	0,200	10,00	0,00	0,00	0,00	0,00	4,23	0,356		0,341	
2	11	7,5	0,188	9,38	0,00	0,31	0,00	0,00	4,23	0,356		0,341	
4	11	7,4	0,185	9,25	0,00	0,37	0,00	0,00	4,23	0,356		0,341	
8	11	7,2	0,180	9,00	0,00	0,50	0,00	0,00	4,23	0,356	0,00	0,341	0,00
12	11	5,4	0,135	6,75	0,00	1,63	0,00	0,00	4,23	0,128	64,04	0,13	61,88
24	11	4,9	0,121	6,06	0,00	1,97	0,00	0,00	4,23	0,062	82,58	0,055	83,87
48	11	3,1	0,078	3,89	0,00	3,06	0,00	0,00	4,23	0,05	85,96	0,048	85,92
72	11	3,0	0,074	3,72	0,00	3,14	0,00	0,00	4,23	0,031	91,29	0,026	92,38



CINETICA DE MINERALES AURIFEROS DE LA MINERA CHALA ONE SAC.

COD. LOTE	OILLACHEA
PROCEDENCIA	JULIACA
TIPO	SULFURO

Peso Mineral	2000 gr
Agua	5 Lt.
Fuerza	0,2%
NaCN inicial	10 gr
NaOH inicial	20,7 gr
Dilucion	2,5
pH	11
Ley Cabeza Au	0,225 Oz/Tc
Ley Cabeza Au	0,232 Oz/Tc
Malla	81,99% -m200



Tiempo	pH	Consumo AgNO3 ml	Fuerza (%)	Cianuro Libre (gr)	Adición NaCN en prueba (gr)	consumo CN Kg/ton	NaOH en prueba (gr)	consumo NaOH	consumo NaOH Kg/Ton	Ley Relave Au Oz/Tc	% de Rec. Au	Ley Relave Au Oz/Tc	% de Rec. Au
0	0	8,0	0,200	10,00	0,00	0,00	20,70	10,35	10,35	0,225		0,232	
1	11	4,0	0,100	5,00	5,00	2,50	0,00	0,00	10,35	0,225		0,232	
2	11	4,8	0,120	6,00	4,00	4,50	0,00	0,00	10,35	0,225		0,232	
4	11	6,4	0,160	8,00	2,00	5,50	0,00	0,00	10,35	0,225		0,232	
8	11	7,2	0,180	9,00	1,00	6,00	0,00	0,00	10,35	0,225	0,00	0,232	0,00
12	11	7,3	0,183	9,13	0,00	6,44	0,00	0,00	10,35	0,17	24,44	0,182	21,55
24	11	5,5	0,138	6,88	0,00	7,56	0,00	0,00	10,35	0,074	67,11	0,08	65,52
48	11	4,2	0,104	5,19	0,00	8,41	0,00	0,00	10,35	0,064	71,56	0,069	70,26
72	11	2,1	0,053	2,66	0,00	9,67	0,00	0,00	10,35	0,041	81,78	0,042	81,90

Anexo 3. Determinación de oro por el método de fire assay

a. objetivo:

El presente método será utilizado para determinar la cantidad de oro en muestras de taladros BHD, RCD, DDH, muestreos sistemáticos, y muestras cuyas concentraciones de oro sea mayor de 5 000 ppb.

b. Principio del método

Consiste en fundir la muestra con la mezcla fundente, concentrando el oro y la plata en el régulo de plomo, luego es copelado oxidando el plomo, al doré se disgrega con ácido nítrico al 15%, obteniéndose el botón de oro ó lágrimas de oro para que finalmente sea calcinado y luego pesado.

c. Aparatos y equipos

- Horno a petróleo diésel
- Horno Eléctrico DFC 810-B Ceramics Furnace.
- Microbalanza Sartorius CP2P, precisión 0.001 mg
- Plancha de calentamiento Thermolyne Tipo - 2200.
- Equipos complementarios de Fundición.

- Balanza electrónica Ohaus, modelo Adventurer, precisión 0.001 g.

d. Materiales y reactivos

- Crisoles refractarios de 30 g
- Copelas N° 8C.
- Crisoles de Porcelana de 30 cc.- 79MF/7^a.
- Material usual de laboratorio
- Litargirio (PbO) con contenido de plata menores a 0,003% (trazas).
- Nitrato de plata 99,8 %.
- Carbonato de sodio anhidro grado técnico liviano.
- Bórax anhidro comercial.
- Harina de trigo común.
- Ácido nítrico (para análisis).
- Patrones internos de trabajo.

e. Procedimiento

- Previamente limpiar los crisoles de 30 g., enumerar de acuerdo al código de cada muestra y colocarlos en forma ordenada en la sección pesada de muestras.

- Adicionar flux en bolsa de plástico 7x10"x1.5 (150 g. aproximadamente para crisoles de 30 g.) y llevar a los crisoles de 30 g.
- Pesar 30 g de muestra pulverizada de: Producción, Taladros BDH, mineral roto y muestreo sistemático.
- Añadir 4 g. de harina, 15 mg de nitrato de plata, luego homogeneizar la mezcla y colocar dentro del crisol evitando pérdida de muestra.
- Cubrir la mezcla homogeneizada con 20 g. de bórax aproximadamente.
- Llevar los crisoles al horno de fundición a una temperatura de 1173,15 K (900 °C) por un período de 10 minutos, luego subir la temperatura a 1323,15 K (1050 ° C) durante una hora.
- Retirar el crisol del horno realizando un movimiento circular para una mejor aglomeración de plomo y golpear sobre la superficie de la mesa metálica.
- Verter el contenido del crisol en la lingotera previamente limpia y completamente seca.
- Dejar enfriar unos 15 minutos, retirar la escoria de la lingotera, golpeando con un martillo para liberar el régulo

de plomo que debe tener 30 g apróx. y darle la forma de un cubo y colocar sobre los crisoles conservando la codificación inicial y luego copelar.

- Las copelas previamente serán puestas en el horno por un tiempo de 20 minutos a 1133,15 K (860 ° C).
- Colocar el cubo de plomo sobre las copelas con una tenaza y cerrar la puerta del horno, y cuando el plomo se haya fundido entreabrirla para que entre una corriente de aire y así oxidar el plomo.
- La copelación debe durar aproximadamente 50 minutos, el punto final de la copelación es notorio, sucede cuando aparece el relampagueo de plata tipo spray, proceder a retirar la copela del horno y dejar enfriar 20 minutos.
- Codificar las copelas de acuerdo al número de cada crisol y extraer los dorés (oro/plata) con una pinza especial, limpiando su base con una brocha y laminar con martillo para su respectiva PARTICIÓN.
- Colocar el doré en un crisol de porcelana, disgregar con 10 ml de ácido nítrico (1:6) ó 15% y llevar a la plancha por el espacio de 20 minutos a 373,15 K (100 ° C), luego elevar la

T° 200 ° C durante 40 minutos, el punto final es cuando ya no hay reacción química.

- Decantar la solución y lavar unas 6 veces con agua desionizada caliente libre de cloruros, luego lavar con hidróxido de amonio 1:6 y finalmente lavar con agua una vez.
- Secar el crisol en la plancha por 5 minutos, luego calcinarlo en el mechero del equipo, hasta que el crisol tome color rojo naranja 5 minutos aproximadamente.
- Enfriar bien los crisoles de porcelana y pesar el botón de oro en la microbalanza sartorius, modelo CP2P, registrando el peso en los formatos de trabajo.

f. Expresión de resultados:

$$\text{Au} = (P1 / P) \times 1000$$

$$\text{Au} = 33,33 \times P1$$

Dónde:

- Au: Contenido de oro en gramos por tonelada métrica (g/t)
- P1: Peso en miligramos del botón de oro.
- P: Peso en gramos de la muestra. (En nuestro caso 30 g).

Nota: Para convertir gramos por tonelada métrica a onzas por tonelada corta, se multiplica por 0,0291667.

g. Composición química de la mezcla fundente

- **Litargirio (PbO)**

Su temperatura de fusión es 1156,15 K (883 ° C), tiene algunos usos importantes. Este proporciona el plomo el cual colecta el metal precioso, se combina rápidamente con sílice produciendo silicatos fácilmente fusibles y actúa como agente oxidante la harina. Es un buen fundente, en exceso previene la reducción de otros metales como Sb, Bi, Cu, Fe, Zn.

- **Carbonato de sodio anhidro ó soda ash (Na₂CO₃)**

Fundiendo a 1125,15 K (852 ° C) es un poderoso fundente combinándolo con sílice y alúmina dando silicatos y aluminatos fusibles. Cuando este fundido tiene la propiedad de retener en suspensión o disolver una gran cantidad de material ganga refractaria, Además también actúa como agente oxidante la harina.

- **Bórax glass ($\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$)**

Fundiendo a 1015,15 K (742 ° C) es un fundente ácido usado para combinarse o disolverse algunos otros componentes ácidos de la ganga formando boratos complejos fácilmente fusibles. Un exceso de bórax debe ser evitado porque la plata tiende a perderse en la escoria bajo estas condiciones. El bórax también hace la escoria menos viscosa y deja el plomo caer a través de ella.

- **Sílice (SiO_2)**

Fundiendo a 2028,15 K (1755° C) es un fuerte fundente ácido, se combina con metales óxidos dando silicatos fácilmente fusibles.

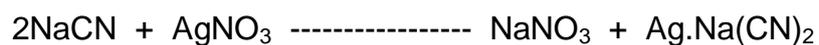
Anexo 4. Determinación de cianuro libre - cianuro total en soluciones de lixiviación

a. Objetivo

Nos permite saber la cantidad de cianuro libre y cianuro total en soluciones cianuradas de lixiviación.

b. Principio del método

Consiste en titular las soluciones lixiviadas con sus respectivos indicadores y reactivos a una determinada concentración.



c. Aparatos y materiales

- Matraces de vidrio x 125 ml.
- Probeta graduada de 25 ml. clase A.
- Bureta automática graduada color ámbar de 50 ml
- Gotero de vidrio

d. Reactivos

- Nitrato de plata QP (99.99%).
- Hidróxido de Sodio Q.P.
- Acetona Q.P.
- IK yoduro de potasio

e. Preparación de reactivos

- Solución de nitrato de plata: Pesar 2.166 g. de nitrato de plata disolver con agua destilada y aforar en fiola de 1000 ml, homogeneizar.
- IK: pesar 0.10 gr de IK y disolver en 100 ml de agua.
- hidróxido de sodio (40%): Pesar 40 gr. de NaOH, disolver en 100 ml de agua destilada.

f. Procedimiento:

- En un matríz de erlenmeyer vaciar 25 ml de la solución de cianurada a analizar.
- Añadir 3 gotas de indicador IK a la solución.
- Titular con la solución de nitrato de plata hasta que la solución vire de color rojo a anaranjado pardo, que es el

punto final de la titulación, anotar gasto G_1 para determinar el porcentaje de cianuro libre.

$$\% \text{ NaCN} = F \times G_1$$

Donde:

- F : Factor de corrección (0.005)
- G_1 : Gasto de nitrato de plata en ml.

Anotar el gasto del volumen (G_1), que multiplicado por el factor $f = 0.005$ nos dará la cantidad de cianuro libre en %, para obtener en ppm multiplicar el gasto por $f = 50$. Para determinar la cantidad de Cianuro Total, seguir titulando la misma muestra, previamente adicionar unas gotas de hidróxido de sodio al (4 %) al matraz titulado; Si esta solución torna a color amarillo nos indicará que hay Cianuro Total, entonces continuamos titulando con solución de Nitrato de Plata hasta que vire de color amarillo a rojo-anaranjado (G_2). Anotar el volumen final (G_2), que es el gasto total y para determinar la cantidad de cianuro total considerar el volumen total del gasto de la solución de nitrato de plata. En caso que al echar las gotas de la solución de hidróxido de sodio no cambia de color, nos indicará que no existe cianuro total.

Cálculos:

$$\% \text{ NaCN}_{\text{total}} = G_2 \times F$$

Dónde:

- F : Factor de corrección (0.005).
- G_2 : Gasto total de AgNO_3 (ml).

2.1665 gr AgNO_3 / l Lt H_2O , tomando 25 ml de solución por analizar: 1 ml solución AgNO_3 es equivalente a 0.005% de NaCN.

Otra alternativa: 3.262 gr AgNO_3 / l Lt H_2O , tomando 25 ml de solución por analizar: 1 ml solución AgNO_3 es equivalente a 0.01% de KCN.

Considerar:

- Solución lixiviada: < 1.00 gr /L NaCN medir 25 ml de muestra.
- Solución lixiviada: = 1 - 2 g /L NaCN medir 10 ml de muestra.
- Solución lixiviada: > 2.00 g /L NaCN medir 5 ml de muestra.