

**UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN – TACNA**

**Facultad de Ingeniería**

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales

**ESTUDIO DE LA LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN  
EMPLEANDO EL PROCESO CIP PARA LA  
RECUPERACIÓN DE ORO DE LA MINERA  
DE ECO CORI S.A. JULIACA**

**TESIS**

Presentada por:

Bach. Katherin Luzbela Piscoya Apaza

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  
EMPLEANDO EL PROCESO CIP PARA LA  
RECUPERACIÓN DE ORO DE LA MINERA  
DE ECO CORI S.A. JULIACA**

Tesis sustentada y aprobada el día 15 de junio de 2018, estando integrado el Jurado Calificador por:

**PRESIDENTE**

  
.....  
Dr. Tolomeo Raúl Soto Pérez

**SECRETARIO**

  
.....  
Ing. Daniel Jesús Zevallos Ramos

**VOCAL**

  
.....  
Mgr. Raúl Del Pozo Tello

**ASESOR**

  
.....  
Dr. Nataniel Mario Linares Gutiérrez

## **DEDICATORIA**

Dedico este trabajo principalmente a Dios, por haberme dado la vida, por darme la fortaleza para continuar cuando a punto de caer he estado, por los triunfos y los momentos difíciles, por iluminar mi mente y por haber puesto en mi camino a aquellas personas que han sido mi soporte y compañía durante todo el periodo de estudio.

A mi madre Yesenia María Apaza Cáceres, por ser el pilar más importante, por haberme sabido formar con buenos sentimientos, hábitos y valores, por ser la persona que me ha acompañado durante todo mi trayecto estudiantil y de vida. Mamá gracias por darme una carrera para mi futuro, todo esto te lo debo a ti.

A mi padre José Mercedes Piscoya Chepe, a pesar de nuestra distancia física, siento que estás conmigo siempre y aunque nos faltaron muchas cosas por vivir juntos, sé que este momento es tan especial para ti como lo es para mí.

A mi familia en general porque me han brindado su apoyo incondicional y por compartir conmigo buenos y malos momentos.

## **AGRADECIMIENTO**

En primer término, agradezco a la Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann, a los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales.

Así mismo, mi eterno reconocimiento a mi asesor Dr. Nataniel Mario Linares Gutiérrez, por haber colaborado en el desarrollo de mi tesis y mis docentes, que participaron en mi formación académica.

De la misma manera cabe mencionar al personal de laboratorio de Ing. Metalúrgica – UNJBG.

A mis jurados dictaminadores de tesis por sus valiosos aportes en la conducción y conclusión del presente trabajo de investigación.

## CONTENIDO

	Pág.
ÍNDICE DE ANEXOS	viii
ÍNDICE DE TABLAS	ix
ÍNDICE DE FIGURAS	x
RESUMEN	xii
INTRODUCCIÓN	1

## CAPÍTULO I

### PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción del problema	3
1.1.1. Antecedentes del problema	3
1.1.2. Problemática de la investigación	5
1.2. Formulación del problema	5
1.2.1. Problema principal	5
1.2.2. Problemas específicos	5
1.3. Justificación e importancia	6
1.4. Alcances y limitaciones	6
1.5. Delimitación del estudio	7
1.6. Objetivos	7
1.6.1. Objetivo general	7

1.6.2. Objetivos específicos	7
1.7. Hipótesis	8

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

2.1. Antecedentes del estudio	9
2.2. Bases teóricas	12
2.2.1. Química del elemento oro	12
2.2.2. Lixiviación por cianuración	13
2.2.3. Química de cianuración de oro	14
2.2.4. Potencial de oxidación - reducción (ORP)	20
2.2.5. Fenómenos de lixiviación de oro	23
2.2.6. Principales variables en el proceso de cianuración	26
2.2.7. Métodos de lixiviación	33
2.2.8. Carbón activado	34
2.2.8.1 Proceso CIP, CIL y CIC.	34

## **CAPÍTULO III**

### **MARCO METODOLÓGICO**

3.1. Tipo y diseño de la investigación	51
3.2. Población y muestra	52
3.2.1. Población	52
3.2.2. Muestra	52
3.3. Operacionalización de variables	52

3.4. Técnicas e instrumentos para recolección de datos	53
3.5. Procesamiento y análisis de datos	54
3.5.1. Equipo / herramientas / materiales	54
3.5.2. Evaluación del mineral	54
3.5.3. Pruebas de cianuración por agitación en botella	57
3.5.4. Pruebas de adsorción de soluciones cianuradas	58

## **CAPÍTULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

4.1. Resultados	63
4.1.1. Pruebas de cianuración por agitación en botella	63
4.1.2. Pruebas de adsorción de soluciones cianuradas	65
4.2. Discusión	69
CONCLUSIONES	71
RECOMENDACIONES	72
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	73

## ANEXOS

Anexo 1. Copelación del oro y plata	79
Anexo 2. Análisis de oro en soluciones de cianuración	82
Anexo 3. Proceso de carbón en pulpa CIP	83



## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Principales características de los métodos de cianuración de minerales auríferos	34
Tabla 2. Variables independientes y dependientes	53
Tabla 3. Contenido metálico del mineral de botaderos	55
Tabla 4. Contenido de otros metales del mineral de botaderos	56
Tabla 5. Análisis granulométrico del mineral (botaderos)	56
Tabla 6. Análisis químico del carbón descargado	61
Tabla 7. Análisis químico del carbón cargado	61
Tabla 8. Determinación del porcentaje de humedad del carbón	62
Tabla 9. Prueba metalúrgica lixiviación en botella	64
Tabla 10. Evaluación experimental: Concentración de oro en la fase líquida	64
Tabla 11. Pruebas metalúrgicas de la adsorción de oro en carbón activado proceso CIP	65
Tabla 12. Pruebas metalúrgicas de adsorción en tres etapas	66
Tabla 13. Resumen de las pruebas de adsorción	66

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Vista satelital de la mina Antuca de Cori Puno	3
Figura 2. Plano de ubicación y vías de acceso de la zona de toma de muestra	4
Figura 3. Diagrama de la hidrólisis del cianuro de sodio	16
Figura 4. Modelo de cianuración anódica para el oro	18
Figura 5. Esquema de la celda de corrosión local en una superficie de oro en contacto con un oxígeno que contienen cianuro, $i_a$ es la corriente anódica; $i_c$ es la corriente catódica	21
Figura 6. Potencial - pH para el sistema de Au-H <sub>2</sub> O-CN <sup>-</sup> a 25 °C. Las concentraciones de todas las especies solubles de oro = 10 <sup>-4</sup> M	22
Figura 7. Efecto de la concentración de cianuro en la conversión de oro	28
Figura 8. Efecto de la concentración de cianuro en la lixiviación: pH 11,2; 8 ppm O <sub>2</sub> ; 100 g/t Pb (NO <sub>3</sub> ) <sub>2</sub> ; 12 h; cianuro: pH 11,2; 10 ppm O <sub>2</sub>	29
Figura 9. Efecto del pH en la extracción de oro. Condición: 20 % sólido, 0,6 MPa, 300 min <sup>-1</sup> 80 °C, 1 % NaCN, 1 h	31
Figura 10. Efecto de la temperatura sobre la tasa de disolución de oro en aireada 0,25 % Solución KCN	33
Figura 11. Producción mundial de oro por el método de recuperación	37
Figura 12. Diagrama de flujo de una planta moderna CIP	38

Figura 13. Ejemplo de la cinética de la carga de oro en el carbón activado	42
Figura 14. Perfil de adsorción típica del aurocianida en carbón activado	44
Figura 15. Isotherma de equilibrio de adsorción de oro en el carbón activado	44
Figura 16. Diagrama esquemático de un proceso carbón en pulpa con tres tanques, mostrando pantallas de inter etapa (IS), la pantalla a la salida del primer tanque (S), y la transferencia de carbono bombas (P)	47
Figura 17. Proceso de carbón en lixiviación	49
Figura 18. Etapas de las pruebas realizadas	51
Figura 19. A. Mineral de botadero B. Carbón activado CALGÓN (-m 6 +m16)	52
Figura 20. Forma de cuarteo para toma de muestra para el análisis químico del carbón cargado	59
Figura 21. Descripción del proceso CIP a nivel de laboratorio	60
Figura 22. Concentración de oro en solución con respecto al tiempo	67
Figura 23. Cinética de extracción de oro y plata de los botaderos	67
Figura 24. Pruebas metalúrgicas de la adsorción de oro en carbón activado proceso CIP	68
Figura 25. Capacidad de adsorción del carbón de soluciones cianurada	69
Figura 26. Proceso de carbón en pulpa CIP	83

## **RESUMEN**

En el presente trabajo se ha estudiado el proceso de cianuración por agitación seguido del proceso carbón en pulpa (CIP) para la recuperación de oro, por adaptarse mejor a la mediana minería por su fácil control y baja inversión para su instalación.

Se ha realizado pruebas de cianuración por agitación y luego se ha simulado el proceso CIP para la extracción de oro a partir del mineral depositado en botaderos de la mina Eco Cori.

Durante las pruebas de cianuración se ha logrado recuperaciones de 94,6 % de oro y de 34,8 % de plata en 24 horas confirmando ser un mineral dócil a la lixiviación con cianuro de sodio.

La solución cianurada obtenida conducida al proceso carbón en pulpa (CIP) logrando cargas hasta 3 600 kg de oro por tonelada de carbón, logrando una recuperación de adsorción del oro por encima del 99 % de oro.

## INTRODUCCIÓN

La cinética de adsorción de cianuro de oro sobre carbón activado es muy lenta por estándares industriales normales, y puede tomar semanas o incluso meses para alcanzar la carga de cierto equilibrio. Debido a esto, todas las plantas de carbón en pulpa (CIP) son operadas bajo condiciones en las que la cantidad de oro cargado sobre el carbón en cada etapa es siempre lejos del equilibrio de carga. Así, la eficiencia de extracción de oro en las plantas CIP siempre se basa en la cinética de adsorción y no está limitada por las restricciones de equilibrio. Mejorar la cinética de adsorción significa que más oro se carga sobre el carbón en un período de tiempo determinado, y esto a su vez se traduce en menor capital y costos operativos, ya sea en virtud de una disminución en el tamaño o el número de etapas de adsorción, o por un aumento en la carga de oro en el carbón y una consecuente disminución en la cantidad de carbón transferido a elución y regeneración.

El proceso de carbón en pulpa, ha demostrado que generalmente logra altas recuperaciones de oro con tiempo muerto de planta mínimo.

La presente investigación comprende cuatro capítulos:

En el capítulo I, planteamiento del problema, se tiene la descripción y antecedentes del problema, problemática de la investigación, formulación del

problema, justificación e importancia, alcances y limitaciones, delimitación del estudio, objetivos generales, específicos y la hipótesis.

El capítulo II, marco teórico, comprende los antecedentes del estudio, bases teóricas, química del elemento oro, lixiviación por cianuración, química de cianuración de oro, potencial de oxidación - reducción (orp), fenómenos de lixiviación de oro, principales variables en el proceso de cianuración, métodos de lixiviación, y por carbón activado.

El capítulo III, marco metodológico, comprende el tipo y diseño de la investigación, población y muestra, operacionalización de variables, técnicas e instrumentos para recolección de datos, procesamiento y análisis de datos, que comprende, el equipo / herramientas / materiales, evaluación del mineral, pruebas de cianuración por agitación en botella y de adsorción de soluciones cianuradas.

El capítulo IV, resultados y discusión, comprende los resultados, pruebas de cianuración por agitación en botella, pruebas de adsorción de soluciones cianuradas, y la discusión.

Finalmente, las conclusiones, recomendaciones, referencias bibliográficas, y anexos.

## CAPÍTULO I

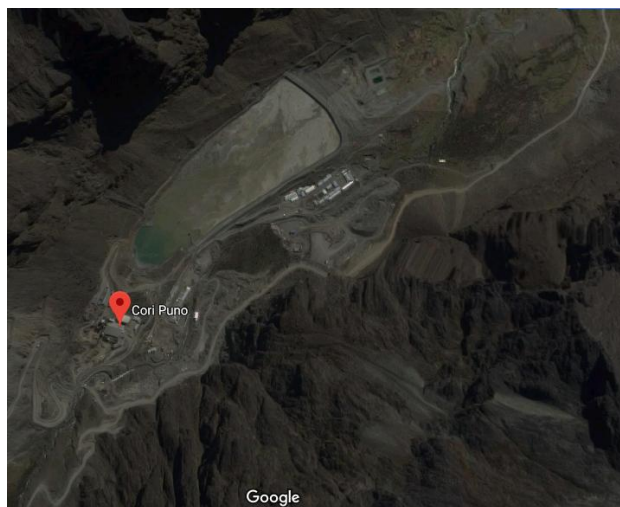
### PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

#### 1.1. Descripción del problema

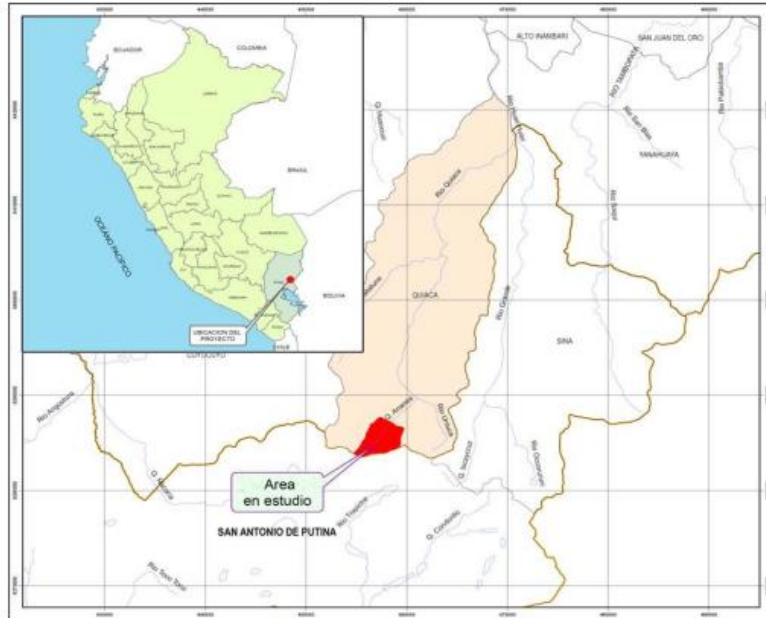
##### 1.1.1. Antecedentes del problema

En el mes de noviembre de 2017 se recibió mineral proveniente de los botaderos de la mina Antuca por un integrante de la Empresa Minera Eco Cori S.A. en formación quien solicitó se realizara los estudios de procesamiento de este mineral para la extracción de oro.

La mina Antuca está ubicada en el paraje Cochapata, distrito de Quiaca, provincia de Sandía, región Puno tal como se muestra en la Figura 1 y Figura 2.



**Figura 1.** Vista Satelital de la Mina Antuca de Cori Puno.  
**Fuente:** Google Maps, 2018.



**Figura 2.** Plano de ubicación y vías de acceso a la zona de toma de muestra.  
**Fuente:** Ancca, 2017.

Gran parte del auge minero que vive el Perú se sustenta en la importancia que ha cobrado el oro en los últimos años, metal que se ha convertido en uno de los principales productos tradicionales de exportación cuyo precio al presente está acercándose a los 1 200 US\$/onza, lo que motiva a esta empresa tratar el mineral de los botaderos de la mina Antuca, los cuales cuentan con una cantidad apreciable de oro y plata, donde el principal problema es investigar el método extractivo a aplicarse para recuperar estos metales valiosos.

En primer lugar, se ha procedido a preparar la muestra y determinar cuantitativamente el contenido de oro y plata lo que ha conllevado a plantear varios procesos de extracción de los cuales en este estudio se realizará el método de



cianuración del oro por agitación seguido del método de carbón en pulpa (CIP) para recuperar el oro disuelto como complejo aurocinuro.

### **1.1.2. Problemática de la investigación**

Al utilizarse el método de carbón en pulpa el problema que se enfrenta es la producción de finos, lo que implica la pérdida del oro adsorbido en esta fracción fina, por lo que, se ha tenido que buscar un carbón con las propiedades físicas que se adecue mejor a este mineral, resultando ser el carbón activado marca CALGON.

## **1.2. Formulación del problema**

### **1.2.1. Problema principal**

¿Cómo se logrará la recuperación de oro al emplear el método carbón en pulpa al lixiviar con cianuro los minerales del botadero de la mina Eco Cori en Juliaca?

### **1.2.2. Problemas específicos**

¿Cómo se establece las condiciones adecuadas para llevar a cabo el proceso de adsorción del oro usando el método de carbón en pulpa (CIP)?

¿Cómo se mejora las condiciones operacionales del método de carbón en pulpa a través de pruebas en el laboratorio?

### **1.3. Justificación e importancia**

El presente estudio tiene su justificación desde el punto de vista tecnológico, económico y socioambiental.

Tecnológico, porque es sabido que cada yacimiento es único, por lo tanto, se tiene que investigar para encontrar y determinar los parámetros que lo gobiernan en este proceso que se aplicó por primera vez en Sudáfrica con resultados aceptables, por tanto, conlleva a una adaptación tecnológica.

Es económico, debido a que no necesita un lavado en contra corriente de la pulpa para separar el PLS o solución rica en oro y plata, para su posterior recuperación como oro y plata metálicos.

Es socioambiental, debido a que permite trabajar con el debido control de los residuos sólidos y líquidos en concordancia con las leyes ambientales del país.

En estos aspectos fundamentales se basa la importancia del presente estudio, a fin de poder beneficiar un mineral considerado desmonte, pero que contiene valor al recuperar el oro contenido en él en este botadero.

### **1.4. Alcances y limitaciones**

En el presente trabajo se analiza las posibilidades y limitaciones de las condiciones de operación pertenecientes al proceso de adsorción de carbón en pulpa

(CIP), con el fin de lograr los mejores resultados en cuanto a recuperación. En este sentido no se ha tenido limitaciones, por cuanto todos los inconvenientes han sido superados, relacionados al presente estudio llevado a cabo en el laboratorio de la Escuela de Ingeniería Metalúrgica y de Materiales (ESME).

### **1.5. Delimitación del estudio**

El presente estudio alcanza la determinación de los parámetros de adsorción del complejo aurocianuro en carbón activado, después de ser lixiviado con cianuro alcalino.

### **1.6. Objetivos**

#### **1.6.1. Objetivo general**

Estudiar la recuperación de oro empleando el proceso CIP al lixiviar con cianuro los minerales del botadero de la mina Eco Cori.

#### **1.6.2. Objetivos específicos**

1. Establecer las condiciones adecuadas para llevar a cabo el proceso de adsorción del oro usando el método de carbón en pulpa (CIP).
2. Mejorar las condiciones operacionales del método de carbón en pulpa a través de pruebas en el laboratorio.

## **1.7. Hipótesis**

El oro disuelto por cianuración se logra recuperar con el uso del método de carbón en pulpa (CIP) contenido en los botaderos de la mina Antuca – Eco Cori.

## CAPÍTULO II

### MARCO TEÓRICO

#### 2.1. Antecedentes del estudio

Adams (1989), en su estudio "*The mechanism of adsorption of aurocyanide onto activated carbon – the latest developments and practical ramifications*" indica que el comportamiento químico del cianuro en la extracción de oro y mecanismos de pérdida de cianuro en el proceso de carbón en pulpa, la mayor parte del cianuro perdido en las plantas extractivas, se debe a la reacción del cianuro con los metales base y los sulfuros durante la lixiviación. También se pierde algo de cianuro en los tanques de adsorción como resultado de reacciones de oxidación y adsorción con el carbón activado. Las altas tasas de pérdida de cianuro en las etapas de elución y electrodeposición son atribuibles a la descomposición hidrolítica y la oxidación anódica, respectivamente. Sin embargo, la cantidad relativa de cianuro perdida durante estas dos etapas es pequeña para una cantidad dada de mineral tratado.

Afenya (1991), en su estudio titulado "*Treatment of Carbonaceous Refractory Gold Ores. Mineral Engineering*" manifiesta que el proceso CIP (*carbon in pulp*), que fuera desarrollado en Sud África en la década del 70, es considerado el avance tecnológico más significativo de los últimos tiempos en

cuanto a métodos aplicados a la recuperación de oro. La cianuración por agitación es el método que requiere de la máxima liberación del metal con respeto al mineral, para obtener buenas recuperaciones de oro, así el oro estará más expuesto a las soluciones cianuradas, logrando mayor disolución del oro. La recuperación del oro de las soluciones ricas puede ser extraídas por el método del carbón activado (CIP).

Stange (1999), en su artículo titulado “*The process design of gold leaching and carbon-in-pulp circuits*” sobre el diseño del proceso de lixiviación de oro y circuitos de carbono en pulpa, concluye que un mineral aurífero que se ha molido efectivamente para asegurar la máxima liberación de oro, el proceso y circuito de carbón en pulpa (CIP) será exitosa de una planta de oro.

Medina (1999), en su estudio titulado “Proyecto Minería Artesanal y Pequeña Minería – Componente Ica – Arequipa” determinó la cinética de adsorción de oro con carbón activado, en este proceso evaluó el fenómeno de la adsorción, para ello utilizó el sistema ácido acético (adsorbato) y carbón activado (adsorbente), variando las concentraciones de ácido y la cantidad de carbón a temperaturas constantes, finalmente construyó las isothermas de Freundlich para el sistema a diversas condiciones de concentración de ácido/carbón, al evaluar la cinética de adsorción utilizando un modelo de primer orden, indica que la velocidad aumenta al aumentar la concentración de ácido de manera lineal.

Minera Titán del Perú, SRL (MTP), adquiere mineral aurífero de distintos

productores mineros, bien sea a medianos o pequeños mineros que tienen producciones regulares y con muchos años de operación, así como también a pequeños productores mineros que producen estacionalmente. Tradicionalmente los minerales han provenido de zonas dentro del cinturón aurífero Nasca-Ocoña, en los departamentos de Arequipa, Ica, Ayacucho, y Huancavelica. También existe un flujo regular de mineral que proviene del departamento de Puno, particularmente de las zonas de Juliaca, Ananea y Untuca. En los últimos años se ha incrementado sustancialmente las producciones de una serie de nuevas áreas en el norte del Perú, entre las cuales destacan Barranca, Chimbote, Trujillo y Sullana. Las operaciones de MTP se centralizan en la zona sur del Perú.

Corporación Minera Ananea SAC. Dicha empresa se encuentra ubicado en el departamento de Puno, provincia de San Antonio de Putina centro poblado de La Rinconada, operación que viene realizando recientemente, desde enero 2003. En la planta concentradora el tratamiento del mineral se realiza mediante el proceso de amalgamación y flotación, para obtener amalgama de oro, llegando a recuperar solo el 62 % y concentrado de sulfuros con valor de tratamiento del oro fino por cianuración un 87 % de recuperación, dichos concentrados se procesan en forma intermitente en 2 tanques de agitación tipo batch. No existen estudios de optimización con tal propósito, pero sí mejorando el sistema de mecanización.

## **2.2. Bases teóricas**

### **2.2.1. Química del elemento oro**

El oro con símbolo Au, es clasificado como un metal noble debido a su inercia a las reacciones químicas en medios no complejos. Sin embargo, reacciona con numerosos reactivos. Pertenece al grupo del cobre y la plata en la tabla periódica, se encuentra comúnmente asociado con estos elementos en las rocas (Juvonen, 1999).

El oro se encuentra en minerales como la calaverita ( $\text{AuTe}_2$ ), montbroyita ( $\text{Au}_2\text{Te}_3$ ) y la Silvanita ( $\text{AuAgTe}_4$ ), en diferentes concentraciones y asociado con otros minerales como el sulfuro de cobre. La concentración promedio de oro en la corteza terrestre es de 0,005 g/t, que es mucho menor que la mayoría de otros metales, por ejemplo, 0,07 g de plata por tonelada y 50 g de cobre por tonelada. El contenido de oro depende de los minerales que lo contienen, así como sus propiedades de oro, por ejemplo, el electrum (Au-Ag), el cual generalmente tiene una gravedad específica menor a 19,3; un contenido en oro que varía de 45 a 75 % (Marsden & House, 2006)

Se sabe que los granos de oro nativos contienen hasta 99,8 % de Au, pero la mayoría varía entre 85 % y 95 % de contenido de Au, con la plata como principal impureza. El oro puro tiene una densidad de  $19\,300\text{ kg/m}^3$ , aunque el oro nativo generalmente tiene una densidad de  $15\,000\text{ kg/m}^3$ . Por lo tanto, si se libera de los



minerales de la ganga, puede recuperarse fácilmente en tamaños de partículas superiores a 10  $\mu\text{m}$  por concentración gravimétrica, el principal método de recuperación del oro empleado a lo largo de la historia. La concentración gravimétrica puede ser muy selectiva, ya que los minerales de ganga más comunes (por ejemplo, cuarzo y otros silicatos) tienen densidades que varían de 2 700 a 3 500  $\text{kg}/\text{m}^3$ . El oro es muy flexible, dúctil y maleable (1 oz de oro se puede laminar hasta un área de 30  $\text{m}^2$ ) con dureza Vickers y Mohs de 40 a 95  $\text{kg}/\text{mm}^2$  y de 2,5 a 3,0, respectivamente (todas las onzas citadas son onzas troy). Estas propiedades físicas inusuales son el resultado de la estructura cristalina cúbica centrada en las caras. El oro nativo rara vez ocurre en su forma de cristal cúbico, y las famosas masas redondeadas, conocidas como charpas, ahora solo se encuentran ocasionalmente. El oro no muestra división en la rotura. Hay muchos términos para describir las diversas formas, a menudo distintas, por ejemplo, el oro esponja, oro escamoso, oro en grano, oro en forma de hoja, oro en forma de musgo y oro en forma de árbol (Marsden & House, 2006).

### **2.2.2. Lixiviación por cianuración**

Srithammavut (2008) manifiesta que el proceso de lixiviación es la etapa fundamental en un proceso hidrometalúrgico, que involucra la disolución del metal a recuperar desde una materia prima sólida (mineral), en una solución acuosa mediante la acción de agentes químicos. Esta transferencia del metal hacia la fase

acuosa, permite la separación del metal contenido en la fase sólida de sus acompañantes no solubles (roca estéril). Si el oro y la plata presentan partículas finas y libres de ganga terrosa no metálica, uno de los procedimientos utilizados para la recuperación de ambos metales es la cianuración. En este método se aprovecha el poder lixivante de los cianuros alcalinos en soluciones diluidas. El método de cianuración de los minerales de plata difiere muy poco del procedimiento empleado para los minerales con contenido de oro. Algunas veces el oro y la plata son tratados o disueltos de la misma mena. Desde la invención del proceso de cianuración de oro en 1887, su química y cinética de lixiviación han sido los temas de mayor investigación y se han propuesto varias teorías para explicar el mecanismo de reacción. Hay diversas variables que afectan a la cianuración de oro, como la concentración de oxígeno, concentración de cianuro libre, temperatura, pH y tamaño de partícula. (Andrade Lima y Hodouin, 2005).

### **2.2.3. Química de la cianuración de oro**

Srithammavut (2008) indica que la cianuración del oro se ha utilizado como técnica de extracción del oro desde finales del siglo 19. El cianuro se utiliza universalmente debido a su bajo costo y gran eficacia para la disolución de oro. También, a pesar de algunas preocupaciones sobre la toxicidad del cianuro y su efecto socio-ambiental, este proceso bajo estricto control, se puede aplicar con poco riesgo para la salud y el medio ambiente. El cianuro es una sal, por ejemplo, cianuro

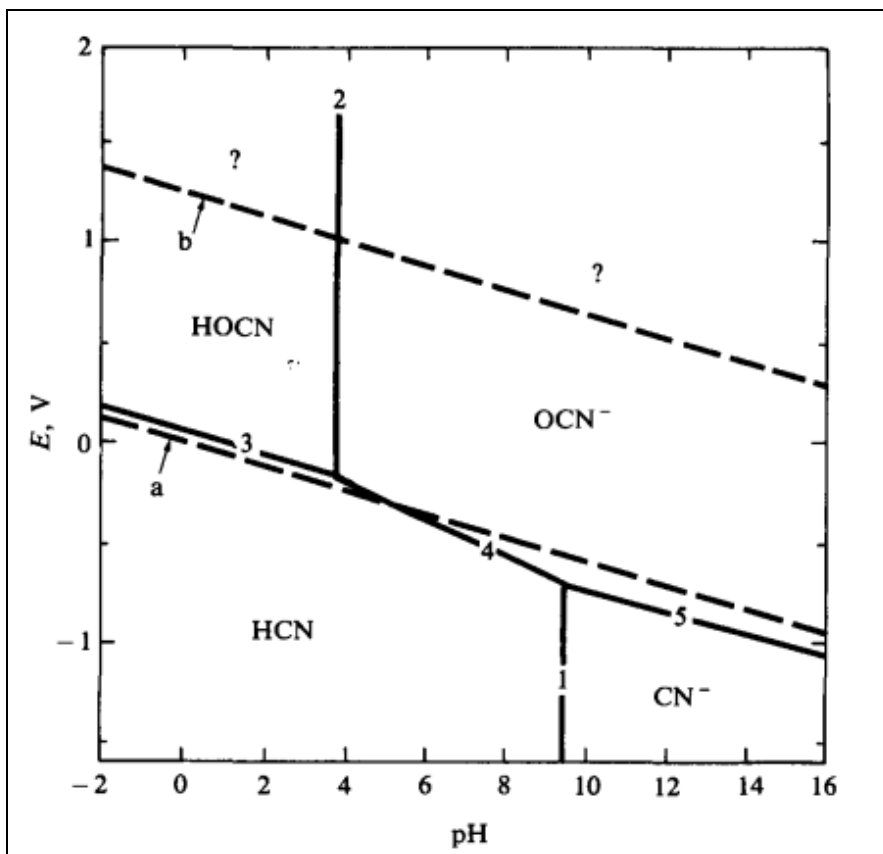
de sodio (NaCN), cianuro de potasio (KCN) y cianuro de calcio (Ca(CN)<sub>2</sub>), los cuales han sido ampliamente utilizados como agentes de lixiviación. Al disolver en agua (ambiente alcalino) se ioniza para formar un catión metálico y liberar el ion cianuro (CN<sup>-</sup>) como se muestra en la siguiente reacción:



Los iones de cianuro se hidrolizan en agua para formar ácido cianhídrico (HCN) y oxhidrilo (OH<sup>-</sup>) los cuales aumentan o disminuyen con el pH. A pH de 9,3, la mitad del cianuro total existe como cianuro de hidrógeno (HCN) y la mitad como iones cianuro (CN<sup>-</sup>). A mayor pH, el cianuro existe como iones de cianuro libre. También pueden ocurrir reacciones indeseables durante la lixiviación formando (HCN) y cianuro libre, los cuales se pueden oxidar con la presencia de oxígeno para formar cianato (CNO<sup>-</sup>) que no disuelve el oro y así reduce la concentración de cianuro libre (Marsden & House, 1992).



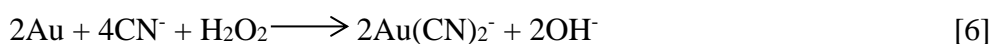
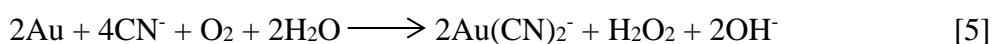
Estas reacciones se muestran termodinámicamente en el diagrama de la Figura 3.



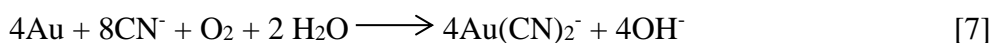
**Figura 3.** Diagrama de la hidrólisis del cianuro de sodio  
**Fuente:** Adaptado de Marsden & House, 1992.

Srithammavut (2008) al citar a Marsden & House, 1992; Kondos et al., 1995; Ling et al., 1996; Andrade y Hodouin, 2005; Senanayake, 2005, manifiesta que en la disolución del oro es prerequisite la oxidación para su disolución en solución de cianuro alcalino. Aunque el oro es inerte a la oxidación, es ampliamente aceptado que, en presencia de un agente complejante como el cianuro, el oro se oxida formando un ion complejo estable ( $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ ). Por otro lado, el oxígeno se reduce formando peróxido de hidrógeno como producto intermedio en el primer paso, pasando a ser agente oxidante en el segundo paso, entendiéndose que estas

reacciones químicas que producen en paralelo, a continuación, se muestra estas reacciones:

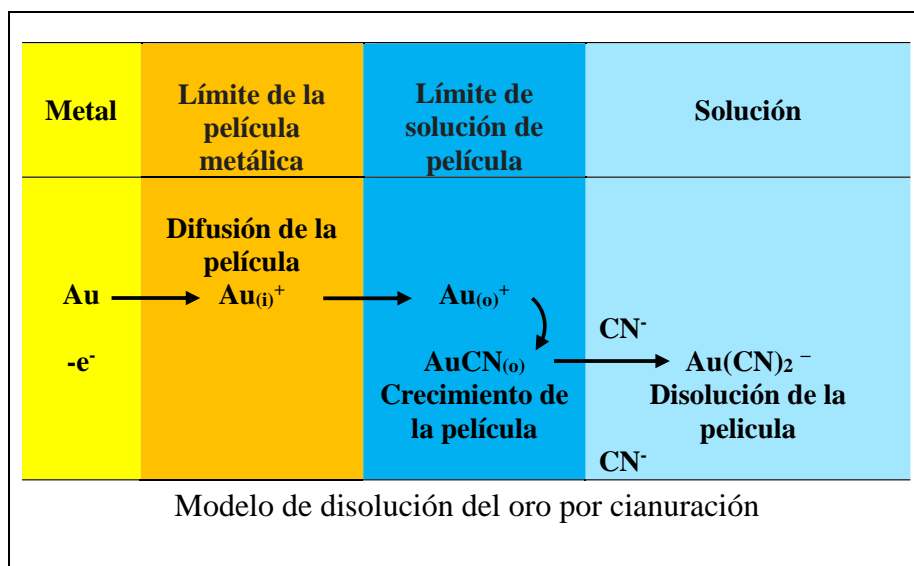


La suma de las dos reacciones anteriores da lugar a la ecuación [7], propuesta por Elsner tal como se muestra a continuación:



Esta ecuación, estequiométricamente es cierta. Sin embargo, no describe totalmente las reacciones catódicas asociadas a la disolución (Marsden & House, 1992).

Sithammavut (2008) al citar a Senanayake (2008), indica que este mecanismo implica un proceso electroquímico en el que la reacción es la oxidación del oro a complejo aurocianuro, mientras que la reacción catódica es la reducción de oxígeno, ha ilustrado la difusión de iones de oro a través de las interfaces en la solución como se muestra en la Figura 4.



**Figura 4.** Modelo de cianuración anódica para el oro  
**Fuente:** Senanayake, 2008

Srithammavut (2008) al citar a Kondos et al., 1995; Ling et al., 1996; Wadsworth et al., 2000, indica que los pasos importantes durante la reacción anódica en la fase de solución se presentan a continuación:

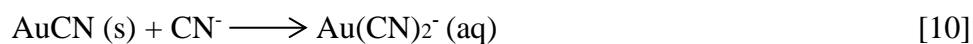
a. Adsorción de cianuro sobre la superficie de oro:



b. Electroquímica extracción de un electrón:



c. Combinación de los intermedios adsorbido con otro ion de cianuro:



Donde:

(s): Se refiere a la superficie que adsorbe especies y (AuCN) es una especie intermediaria neutral fijado por adsorción en la superficie.

d. En general la reacción anódica:

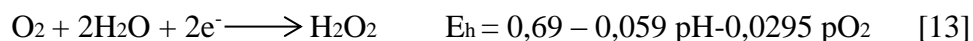


Para lo cual la ecuación de Nernst es:

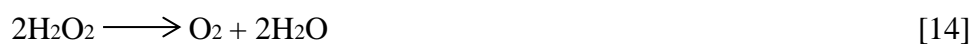
$$E_h = -0,60 + 0,118 \text{ pCN} + 0,059 \log (C_{\text{Au(CN)}_2}), \text{ V} \quad [12]$$

La disolución anódica es acompañada por la reducción catódica del oxígeno que involucra varias reacciones paralelas y en serie:

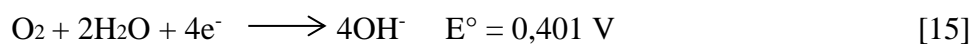
e. Reducción de oxígeno a H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>:



f. Descomposición del peróxido de hidrógeno:

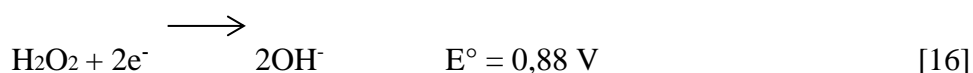


g. Reducción de oxígeno a los iones de hidróxido:



El peróxido de hidrógeno formado es un agente oxidante fuerte que puede

reducir los iones de hidróxido ( $\text{OH}^-$ ) como sigue:

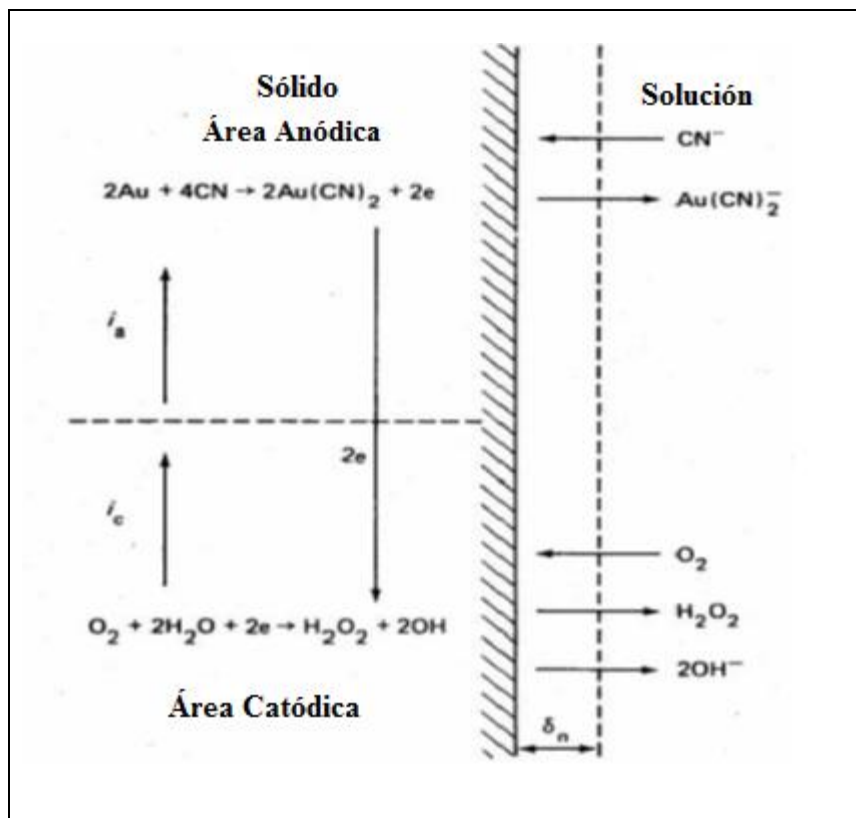


Srithammavu (2008), sin embargo, manifestó que se ha demostrado que la reducción de esta especie es difícil de transitar y la velocidad de disolución del oro en soluciones libres de oxígeno que contiene peróxido de hidrógeno es muy lento (Marsden & House, 2006). La Figura 4 ilustra las principales reacciones de los procesos de dos electrones. Las condiciones limitantes de velocidad aparecen cuando las velocidades de difusión de cianuro y oxígeno son iguales. Entonces la lenta difusión de cualquier especie proporcionará la velocidad de limitación de factor (Marsden & House, 2006). La lentitud se ha relacionado con la formación de una capa pasiva en la superficie de oro (Zheng et al., 1995).

#### **2.2.4. Potencial de oxidación - reducción (ORP)**

Srithammavut (2008) manifiesta que el potencial de redox o ORP (*Oxydo Reduction Potential*) puede utilizarse para explicar las estabildades de los metales y otras especies en soluciones acuosas. ORP se relaciona con los diagramas potencial - pH, también se llama  $E_h$  - pH o diagramas de Pourbaix. Cada línea en el diagrama  $E_h$  - pH representa la condición de que las actividades de los reactantes y productos de la reacción considerada están en equilibrio.

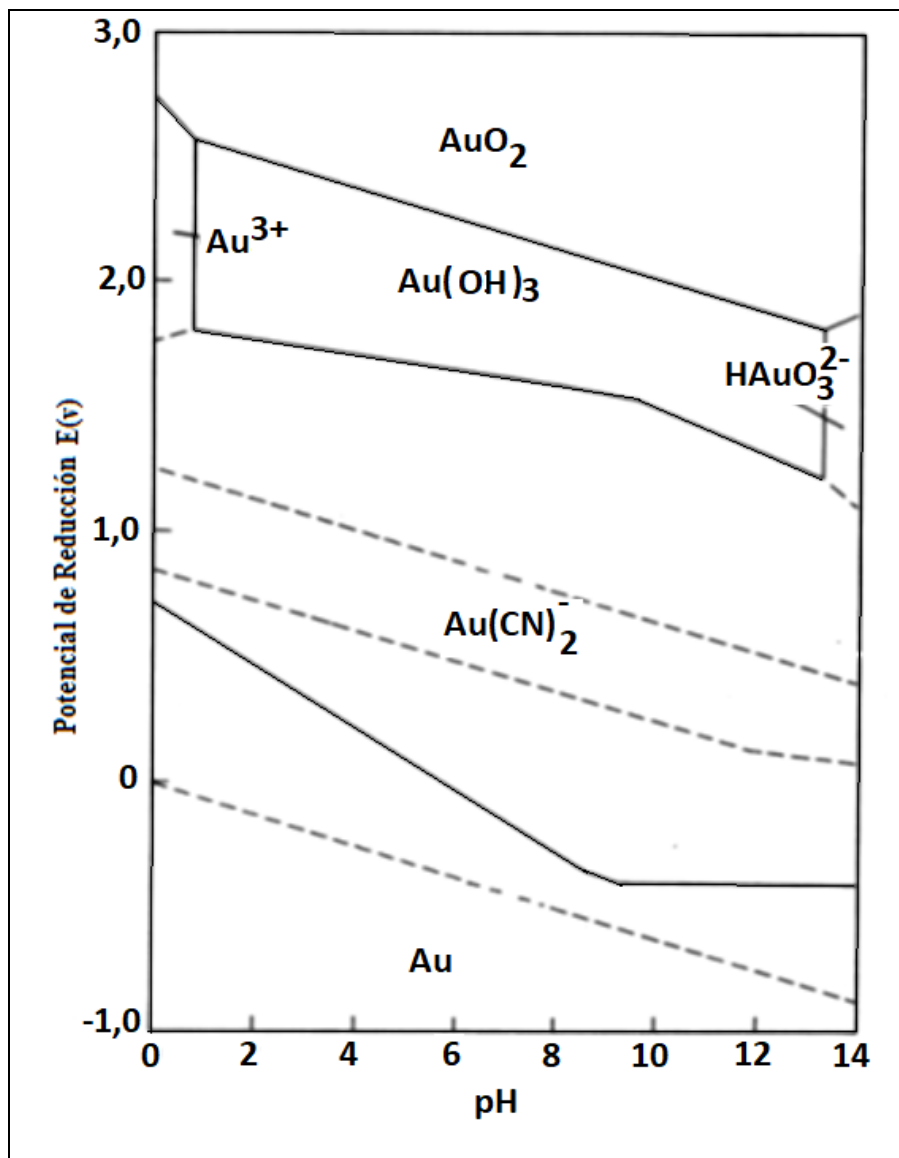




**Figura 5.** Esquema de la celda de corrosión local en una superficie de oro en contacto con un oxígeno que contienen cianuro,  $i_a$  es la corriente anódica;  $i_c$  es la corriente catódica

**Fuente:** Marsden & House 1992

La Figura 5 ilustra  $E_h - pH$  en condiciones aplicadas en el proceso industrial de extracción de oro. Este diagrama de Pourbaix indica que la reacción del complejo Au(I) ocurre más fácilmente que el complejo Au(III), el valor de la reacción compleja de Au(I) es más negativo que el otro.



**Figura 6.** Potencial - pH para el sistema de Au-H<sub>2</sub>O-CN<sup>-</sup> a 25° C. Las concentraciones de todas las especies solubles de oro = 10<sup>-4</sup> M

**Fuente:** Marsden & House, 1992

Srithamma vut ((2008) manifiesta que Wadsworth et al. (2000) presenta la disolución de oro como ion complejo ( $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ ) con un potencial redox que varía entre -0,4 y -0,7 V. En la Figura 6 se observa que solamente el complejo cianoauroso ( $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ ) es el único estable en solución acuosa, además de

encontrarse en toda la amplitud del intervalo de pH, sin embargo, en la zona en donde se encuentran las condiciones más favorables por ser menos oxidantes, es a un pH cercano al 9,5.

### 2.2.5. Fenómenos de lixiviación de oro

Srithammavut (2008) manifiesta que las reacciones más importantes en los procesos de extracción hidrometalúrgico del oro son heterogéneas, que implican la transferencia de metales entre las fases sólidas y líquidas. Las reacciones heterogéneas son controladas por la cinética de reacción química inherente o por la tasa de transferencia de masa de las especies individuales de reacción a través de una capa límite de la fase líquida (Marsden & House, 2006). Varios investigadores han intentado modelar la cinética de disolución del oro con uno de ellos es el método de los discos giratorios de oro se ha utilizado en estudios fundamentales para determinar los valores en un área superficial constante, suponiendo que la rugosidad de la superficie no cambia durante el curso de la reacción. Se concluyó que la velocidad de disolución de oro puro se basa en la velocidad de difusión a través de la película de iones cianuro u oxígeno disuelto hacia la superficie de oro, como se muestra a continuación (Kondos et al., 1995; Ling et al., 1996):

$$\frac{dN_{Au}}{A dt} = \frac{2D_{CN^-} - D_{O_2} C_{CN^-} - C_{O_2}}{\delta \{(D_{CN^-} - C_{CN^-}) + (4D_{O_2} C_{O_2})\}} \text{ mol m}^{-2} \text{ s}^{-1} \quad [17]$$

Donde:

$A$  : Superficie de oro del disco en contacto con la fase acuosa,  $m^2$

$C_{CN^-}$ : Concentración de cianuro,  $mol/mL^3$

$C_{O_2}$  : Concentración de oxígeno,  $mol/mL^3$

$D_{CN^-}$ : Coeficientes de difusión de cianuro,  $m^2/s$

$D_{O_2}$  : Coeficiente de difusión de oxígeno,  $m^2/s$

$N_{Au}$  : Cantidad de oro en las partículas de mol

$t$  : Tiempo, s

$\delta$  : Espesor de la capa límite de Nernst, m

De la ecuación [18], puede verse fácilmente que cuando  $D_{CN^-} C_{CN^-} < 4 D_{O_2} C_{O_2}$ , la concentración de cianuro baja, por lo tanto, la velocidad de disolución de oro depende de la concentración de cianuro:

$$-\frac{dN_{Au}}{Adt} = \frac{1}{2} \frac{D_{CN^-}}{\delta} C_{CN^-} = k_{CN^-} C_{CN^-} \text{ mol } m^{-2} s^{-1} \quad [18]$$

Donde:

$k_{CN^-}$  : Constante de velocidad,  $s^{-1}$

Del mismo modo, para la concentración alta de cianuro, la velocidad de disolución del oro depende principalmente de la concentración de oxígeno:

$$-\frac{dN_{Au}}{Adt} = \frac{2 D_{O_2}}{\delta} C_{O_2} = k_{O_2} C_{O_2} \text{ mol } m^{-2} s^{-1} \quad [19]$$

Donde:

$k_{O_2}$  : Constante de velocidad,  $s^{-1}$

Srithammavut (2008) manifestó que, en la práctica, se ha mantenido un alto nivel de cianuro en lugar de un nivel alto de oxígeno disuelto en la solución. Por lo tanto, la mayoría de las plantas operan a niveles altos de cianuro para disolver el oro, por ende, es dependiente en el nivel de oxígeno disuelto (Kondos et al., 1995). Sin embargo, el uso de las ecuaciones [18] – [19] es limitado en un proceso industrial debido a la dificultad en medir la superficie exacta de oro en el mineral y el espesor de la capa límite del modelo de Nernst (Ling et al., 1996). La expresión de la ecuación de velocidad de segundo orden propuesta por Nicol *et al.* (1984) se presenta en la ecuación [20]. Esta ecuación es denominada como ecuación de Mintek, que se presentó como una ecuación empírica basada en el comportamiento de lixiviación de minerales con oro en Sudáfrica y tiene la siguiente forma (Ling et al., 1996; Crundwell y Gordorr, 1997):

$$-\frac{dC_{Au}}{dt} = k(C_{Au} - C_{Au}^{\infty})^2 \text{ mg kg}^{-1} \text{ s}^{-1} \quad [20]$$

Donde:

$k$  : Constante de velocidad,  $s^{-1}$

$C_{Au}$  : Concentración de oro en partículas, mg/kg.

$C_{Au}^{\infty}$  : Concentración de oro a un tiempo infinito en las partículas minerales, mg/kg.

### **2.2.6. Principales variables en el proceso de cianuración**

Srithammavut (2008) indica que los parámetros de lixiviación han sido ampliamente estudiados para optimizar el rendimiento del proceso de cianuración. El rendimiento del proceso depende de variables tales como las concentraciones de oxígeno disuelto, cianuro libre y los compuestos que reaccionan con el cianuro, pH, tamaño de partícula y condiciones de funcionamiento. Estos parámetros afectan en el consumo de reactivos, disolución de extracción. Muchos estudios se han realizado bajo diferentes condiciones experimentales para investigar el efecto de los parámetros de lixiviación y la obtención de las condiciones óptimas de proceso. A continuación, se enumeran algunas de las variables:

#### **A) Dilución de la pulpa**

Srithammavut (2008) manifiesta que la relación de líquido a sólido en la pulpa debe ser óptima y permitir un mayor contacto, además ser fácilmente operable. La lixiviación se realiza normalmente en densidades de pulpa entre 35 % y 50 % de sólidos por peso. Esto depende de factores tales como la gravedad específica de los sólidos, tamaño de partícula y la presencia de minerales que afectan la viscosidad de la pulpa, tales como arcillas. El fenómeno de transferencia de masa se maximiza cuando la densidad de la pulpa es baja. Sin embargo, un aumento en la densidad de la mezcla puede aumentar el tiempo de retención de sólidos en el reactor. Además, la densidad de la mezcla alta puede reducir el consumo de reactivo, ya que la

concentración de la mezcla puede obtenerse un volumen más pequeño de la solución por unidad de masa del material (Marsden & House, 1992).

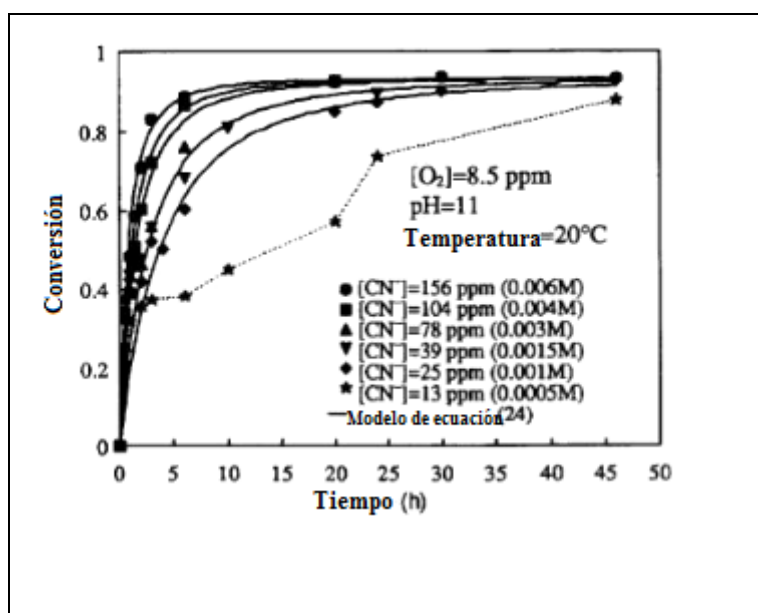
## **B) Agitación**

Srithammavut (2008) manifestó que la agitación es uno de los factores importantes en la lixiviación de oro ya que la velocidad de disolución de oro depende del espesor de la capa de difusión y mezcla las características de la solución a granel (Marsden & House, 1992). Por lo tanto, la agitación debe ser suficiente para mantener en suspensión todas las partículas en la pulpa. El aumento de la velocidad de agitación puede aumentar la velocidad de disolución ya que la agitación intensa reduce el espesor de la capa de difusión así substancialmente mejora las velocidades de transferencia de masa de cianuro y oxígeno y permite la posible saturación de la suspensión con oxígeno para alcanzar niveles altos de oxígeno disuelto (Ellis y Senanayake, 2004).

## **C) Concentración de cianuro**

Srithammavut (2008) manifiesta que se ha presentado varios estudios que indican que aumenta la extracción de oro cada vez que la concentración de cianuro es más alta (Marsden & House, 1992; Kondos et al., 1995); Ling et al., 1996; Wadsworth et al., 2000); Deschênes et al., 2003). La Figura 7 muestra el efecto de la concentración de cianuro en la disolución (conversión) del oro. Ling et al. (1996) han encontrado que la velocidad de disolución del oro no era muy sensible

al cambio de la concentración de cianuro en los niveles altos de cianuro. Esto también fue encontrado por Deschênes et al. (2003) que presenta en la Figura 7 que el uso de 400 - 500 ppm de NaCN resultó en la extracción de oro en general similar.

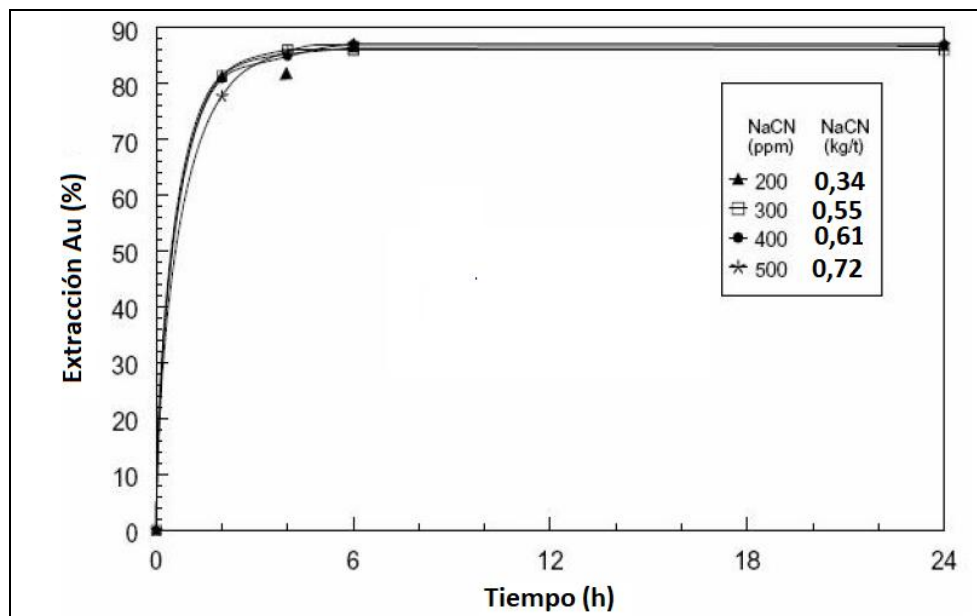


**Figura 7.** Efecto de la concentración de cianuro en la conversión de oro

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

Srithammavut (2008) manifiesta que Ellis y Senanayake (2004) han propuesto que la velocidad de disolución del oro aumenta con el incremento de la concentración de cianuro, pero llega a ser independiente cuando la concentración de cianuro excede el 0,075 % KCN o 0,06 % NaCN, (equivalente a 600 ppm).





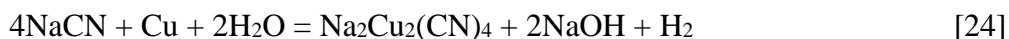
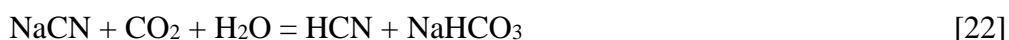
**Figura 8.** Efecto de la concentración de cianuro en la lixiviación: pH 11,2; 8 ppm O<sub>2</sub>; 100 g/t Pb (NO<sub>3</sub>)<sub>2</sub>; 12 h; cianuro: pH 11,2; 10 ppm O<sub>2</sub>

**Fuente:** Deschênes et al., 2003

Srithammavut (2008) manifiesta que utilizar un exceso de cianuro resulta innecesario y no tiene ningún efecto beneficioso en la extracción de oro. El cianuro en exceso consumirá más cianuro debido a la formación de cianocomplejos de impurezas. Sin embargo, una alta concentración de cianuro puede requerirse debido a la competencia de otras especies como el mineral que contiene Sulfuros solubles (Marsden & House, 1992). Además, la disminución en la concentración de cianuro disminuye consumo de cianuro. El uso de más bajo nivel de cianuro puede reducir el coste de tratamiento de efluentes en la escala de la planta (Ling et al., 1996; Deschênes et al., 2003). Por lo tanto, bajar las concentraciones de cianuro más que el valor óptimo puede proporcionar una consecuencia negativa para el proceso de lixiviación de oro. La concentración de cianuro que se utiliza en la cianuración de

minerales de plata siempre es mayor para los de oro y es una práctica común mantener una solución entre 0,20 a 0,40 % de NaCN libre.

Galarza (1999) indica que las pérdidas mecánicas y químicas (por acción de los cianicidas) hacen que la concentración de la solución que se va a utilizar se incremente proporcionalmente a éstas. Las pérdidas mecánicas de cianuro dependen del tipo de tratamiento que se emplea, mientras que las pérdidas químicas están relacionadas aproximadamente con las siguientes reacciones:

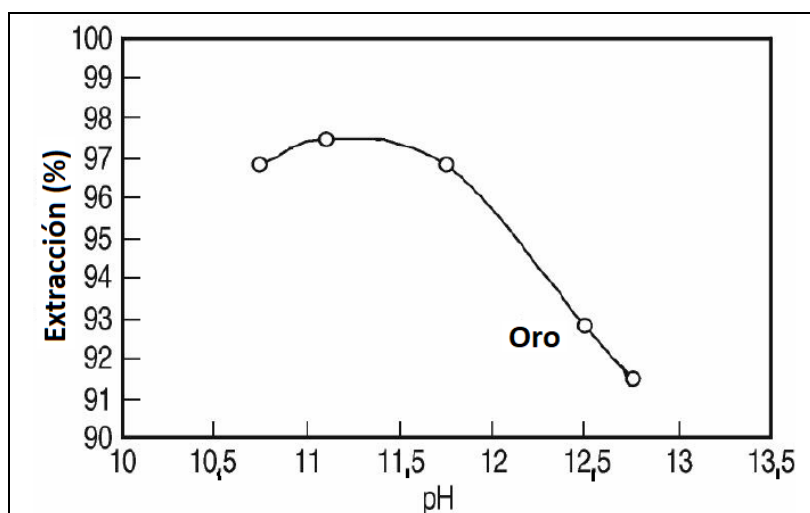


Galarza (1991) manifiesta que existen numerosos trabajos sobre concentraciones de cianuro libre que deben ser empleados en la cianuración, así Maclaurin señala 0,25 % de NaCN, White 0,020 % de NaCN en una solución saturada con O<sub>2</sub>.

#### **D) Alcalinidad protectora**

Srithammavut (2008) manifiesta que la adición de cal (CaO) se suele utilizar para mantener el pH en el circuito de lixiviación de oro (Ling et al., 1996; Ellis y

Senanayake, 2004). La velocidad de disolución del oro se espera reducir con el aumento de pH desde la adsorción del  $\text{OH}^-$  ion en la superficie de oro disminuye la superficie disponible para la lixiviación de cianuro (Kondos et al, 1995; Ling et al, 1996). Esto es también debido a un aumento en la tasa de reacciones que compiten como disolución de sulfuros y otras especies reactivas (Marsden & House, 1992). Parga et al. (2007) presentan el efecto del pH en la extracción de oro tal como se indica en la figura 9. Se puede observar que la extracción de oro para el sistema de alta presión se reduce cuando el pH aumenta también (Parga et al., 2007).



**Figura 9.** Efecto del pH en la extracción de oro. Condición: 20 % sólido; 0,6 MPa, 300 min<sup>-1</sup> 80 °C, 1 % NaCN, 1 h.

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

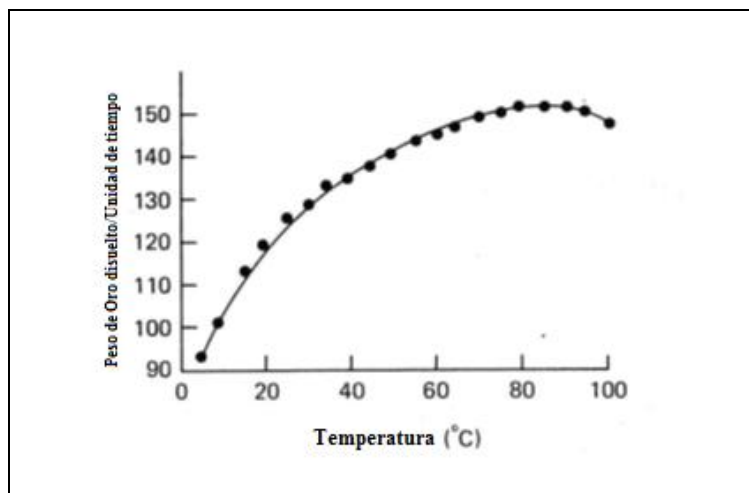
### **E) Tiempo de cianuración**

Galarzo (1991) manifiesta que el tiempo de cianuración para los minerales de plata es mayor que el empleado para los minerales de oro, aunque como se mencionó antes podía hasta cierto punto acelerarse mediante: una aireación

constante, una trituración fina de la mena, usando soluciones de mayor concentración de cianuro que los empleados para el oro. El tiempo de cianuración para los minerales de plata por lo general es mayor que 48 h, pero esta magnitud es solo referencial, puesto que está sujeto a la regulación de otras variables.

## **F) Temperatura**

Srithammavut (2008) manifiesta que la temperatura tiene un efecto significativo sobre la disolución del oro y solubilidad del oxígeno. A temperaturas más altas dan como resultado velocidades de reacción más altas de los metales en el solvente. La viscosidad del líquido es menor y la difusividad más rápida a temperaturas altas. Por lo tanto, la disolución del oro aumenta con el incremento de la temperatura tal como se presenta en la Figura 10 por Marsden & House (1992). La Figura 10 indica que la velocidad de disolución del oro en la solución de cianuro alcanza un valor máximo a 358,15 K aproximadamente. Por el contrario, la solubilidad del gas tiende a disminuir con el aumento de temperatura. Además, la temperatura demasiado alta también lleva a la excesiva lixiviación de minerales indeseables. En consecuencia, generalmente se utiliza la temperatura ambiente (Marsden & House, 1992). Sin embargo, las temperaturas pueden ser aplicadas con presión alta para mejorar la extracción del oro.



**Figura 10.** Efecto de la temperatura sobre la tasa de disolución de oro en aireada 0,25 % Solución KCN

**Fuente:** Marsden & House 1992

### 2.2.7. Métodos de lixiviación

En la industria se practican varios métodos para contactar la fase sólida con la solución acuosa extractante en un reactor. La selección del método de lixiviación depende de:

- Características físicas y químicas de la mena.
- Caracterización mineralógica.
- Ley de la mena.
- Solubilidad del metal útil en la fase acuosa.
- La cinética de la disolución.
- Magnitud del tratamiento.
- Facilidad de operación.

- Reservas de mineral.
- Capacidad de procesamiento.
- Costo de operación y capital.
- Rentabilidad.

Los principales métodos de lixiviación por cianuración se clasifican en estáticos (en pilas y piscinas) y dinámicos (por agitación) y se presenta en la Tabla 1.

**Tabla 1**  
**Principales características de los métodos de cianuración de minerales auríferos**

Parámetros	Métodos de Lixiviación por Cianuro		
	Estáticos		Dinámicos
	En pilas	En piscinas	Por agitación
Ley del mineral	Baja – media. Ej. 0,03 oz/st	Baja – media	
Tonelaje	Grande. Ej. 5 000 t a 2 000t	Mediano (100 t – 2 000 t)	
Inversión	Media	Media a alta	
Granulometría	Trituración gruesa a media	Trituración media a fina	
Concentración de cianuro (NaCN)	0,5 – 1,0 g/L	0,3 – 1,0 g/L	
Flujo de solución	0,1 - 1 L/m <sup>2</sup> min	Ciclos de inundación	
Recuperación típica	50 – 75 %	75 – 92 %	
Tiempo de tratamiento	Días – semanas	Días – semanas	
Soluciones	Diluidas, 0,34 - 3,4 mg Au/L	Diluidas	
Procesos de recuperación	Merrill Crowe	Merrill Crowe	
Problemas principales	CIC	CIC	
	<input type="checkbox"/> Recuperación incompleta	<input type="checkbox"/> Molienda	
	<input type="checkbox"/> Requiere grandes áreas	<input type="checkbox"/> Recuperación completa	
	<input type="checkbox"/> Canalizaciones	<input type="checkbox"/> Soluciones diluidas	
	<input type="checkbox"/> Bloqueo por finos	<input type="checkbox"/> Costo de capital y operación	
	<input type="checkbox"/> Precipitaciones		
	<input type="checkbox"/> Evaporación		
	<input type="checkbox"/> Soluciones diluidas		

**Fuente:** Adaptado de Domic, 1985; Subrahmanyam et al, 1988; Marsden et al, 1992, Yannopoulos, 1991; Cope, 1999

### **2.2.8. Carbón activado**

Yannopoulos (1991) manifiesta que el carbón activado es un material altamente poroso, con una superficie interna muy grande por unidad de masa. El término es general para una familia de sustancias con propiedades adsorptivas diferentes. Estas sustancias no tienen una fórmula estructural definitiva ni un análisis químico idéntico.

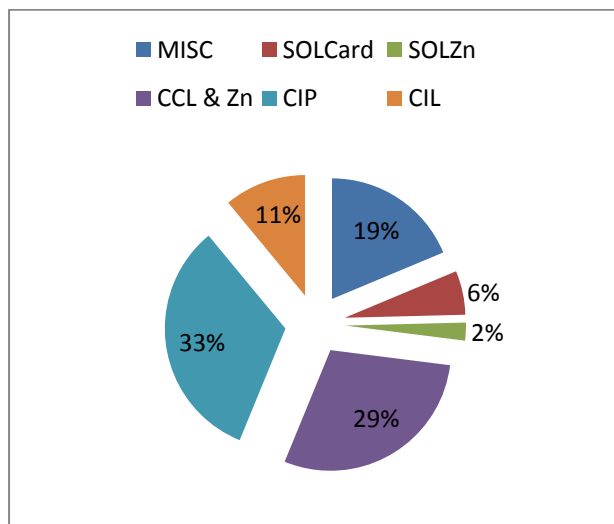
Yannopoulos (1991) manifiesta también que las materias primas carbonosas (carbón vegetal, carbón de la cáscara de coco, o frutos duros) tienen que ser sometidas a una "activación" a altas temperaturas (800 °C a 1 000 °C) en ambiente gaseoso ligeramente oxidante como el vapor, dióxido de carbono, o mezclas de vapor y/o dióxido de carbono con aire. La combustión controlada quema los constituyentes más reactivos de la estructura del carbón, creando poros e incrementando significativamente el área superficial del producto "activado". El carbón hecho de la cáscara de coco ha demostrado ser el más adecuado para la adsorción de la fase líquida. El área superficial es la propiedad física más importante del carbón activado. La densidad aparente de un carbón activado, junto a su capacidad específica adsorptiva (para una sustancia dada), pueden ser usadas para diseñar un sistema de adsorción.

### **2.2.8.1. Proceso CIP, CIL y CIC.**

#### **A. Procesos de cianuración oro**

Srithamma vut (2008) manifestó que la adsorción de oro desde soluciones acuosas sobre carbón activado al parecer ha sido conocida desde 1847 (Fleming, 1992). Los continuos procesos de adsorción de oro, es decir, el carbón en pulpa (CIP) y los procesos de carbón en lixiviación (CIL), han sido ampliamente utilizados desde la década de 1970 (Andrade Lima, 2007). Marsden & House (1992) presentaron en la Figura 11 que los procesos CIP y CIL han sido los métodos de recuperación de oro dominantes en uso en todo el mundo, representando el 44 % de la producción mundial. Otros métodos son, alrededor del 29 % para la precipitación con zinc y separación de sólido-líquido (CCL y Zn) y 19 % para la concentración de flotación y gravedad (MISC). Estos procesos de adsorción se utilizan significativamente puesto que evitan la necesidad de etapas de separación sólido-líquido, por ejemplo, espesamiento y filtración, por lo tanto, puede reducir los costos operativos (Marsden & House, 1992).

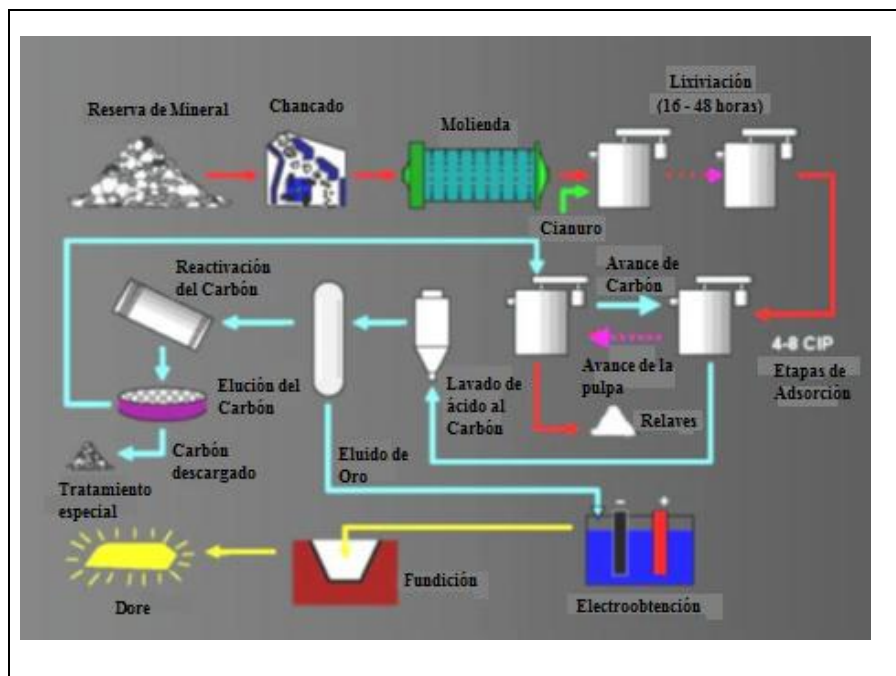




**Figura 11.** Producción mundial de oro por el método de recuperación  
**Fuente:** Marsden & House, 1992

## **B. Proceso carbón en pulpa (CIP)**

Srithammavut (2008) manifiesta que la recuperación o concentración por adsorción del carbón activado por el método de carbón en pulpa (CIP) se ha convertido en una técnica exitosa de extracción de oro después de mineral molido se lixivía por la solución de cianuro en las mezclas alcalinas aireadas. Se compone de dos procesos principales que son en primer lugar el paso de lixiviación seguido de la adsorción de carbón como esquemáticamente se muestra en la Figura 12.



**Figura 12.** Diagrama de flujo de una planta moderna CIP

**Fuente:** Fleming, 2004

### Sección de lavado CIP

La disolución de oro es controlada en gran parte por los factores tales como temperatura, pH y concentraciones de cianuro y el oxígeno. Las altas concentraciones de oxígeno y cianuro mejoran la lixiviación de oro y así reducen el tiempo de residencia y aumentan el rendimiento (Ellis y Senanayake, 2004).

### Descripción del proceso de la sección de lavado CIP

Srithamma vut (2008) manifiesta que el mineral primero es reducido de tamaño (típicamente 80 % pasando de 75  $\mu\text{m}$ ) de trituración o circuito de molienda de bola. Después de la trituración de la pulpa es normalmente diluida y el

engrosamiento podría realizarse para aumentar la densidad de la pulpa a un aproximado de 50 % de sólidos. Se añaden reactivos de lixiviación en forma de cianuro y un oxidante como el aire o el oxígeno después de espesamiento (Stange, 1999). La creación de una gran cantidad de oxígeno, pequeñas burbujas y tiempo de dispersión en la mezcla y profundidad suficiente proporciona la concentración de oxígeno adecuada para la disolución de oro (Ellis y Senanayake, 2004). En un proceso típico de carbón en pulpa (CIP), el mineral molido se lixivia en una serie de tanques agitadores, por lo general unos seis recipientes, cada uno con un tiempo de retención de aproximadamente cuatro horas. Los recipientes agitadores forman parte de un agitador mecánico convencional incluyendo las cuchillas y el eje. Los vasos tienen preferentemente una cubierta para la solución reducir al mínimo a la transferencia de oxígeno de la mezcla al aire. La cubierta puede ser una cubierta fija o una cubierta flotante, tal como una cubierta en forma de disco que tiene una superficie generalmente plana superior y generalmente cóncava superficie inferior que está realmente en contacto con la mezcla. En el reactor de lixiviación agitado se disuelve el oro de la pulpa. Oxígeno puro o aire natural, que puede ser burbujado en los vasos, se inyecta en la parte inferior del tanque de lixiviación (Brisson et al., 1989). Recientemente, Lima de Andrade y Hodouin (2006) investigaron la configuración de un circuito basado en el coste de precio y de cianuro de oro con cinco reactores de igual tamaño de lixiviación de oro. Llegaron a la conclusión que, para alto contenido de oro, 0,5 - 1,2 mg/kg y baja concentración de cianuro, de 250

a  $500 \text{ mg/dm}^3$ , es la configuración en serie convencional lo más recomendable. Sin embargo, para la concentración de cianuro alta,  $750 - 1\,000 \text{ mg/dm}^3$ , y el oro, bajo contenido, menos de  $0,5 \text{ mg/dm}^3$  la configuración en paralelo es económicamente lo más recomendable.

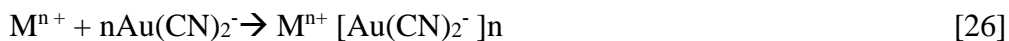
### **Sección de adsorción CIP**

Srithammavut (2008) manifestó que el carbón activado o carbón de leña activado es el más ampliamente utilizado como adsorbente debido a sus propiedades eficientes, por ejemplo, superficie específica grande de aproximadamente  $1000 \text{ m}^2/\text{g}$  y fuerte capacidad de adsorción (Marsden & House, 1992; Rees et al., 2000). Pueden utilizarse varios tipos de carbón activado. Sin embargo, es a menudo preferido utilizar carbón de cáscara de coco granular activado porque es más difícil que la mayoría de los otros tipos disponibles. Es más resistente a la rotura y abrasión y tiene capacidad de cargamento grande (Kunter y Navarro, 1980; Coetzee y Grey, 1999; Yalcin y Arol, 2002). Es ampliamente aceptado que el oro adsorbido sobre carbón activado es un fenómeno complejo. Muchos estudios han propuesto una serie de mecanismos significativos que pueden dividirse en cuatro categorías (Marsden House, 1992; Vegter, 1992):

- a. Adsorción como ion de cianuro  $\text{Au(I)}$ .
- b. Adsorción como  $\text{AuCN}$  molecular.
- c. Reducción y adsorción como oro metálico.

d. Adsorción en asociación con un catión de metal tales como  $\text{Ca}^{2+}$ .

Srihamma vut (2008) manifiesta que el mecanismo de recuperación de oro de licores de cianuro se presenta en la ecuación [28]. El cianuro de oro disuelto es absorbido como el par de iones de cianuro de oro catiónico (McDougall, 1985; Marsden & House, 1992; Vegter, 1992):



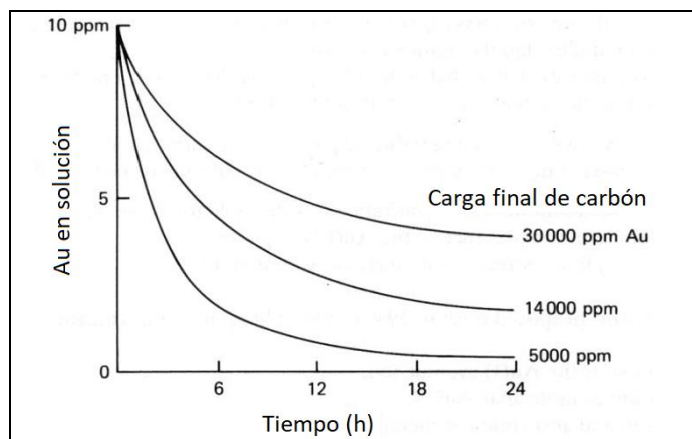
Donde:

El par de iones,  $\text{M}^{n+} [\text{Au}(\text{CN})_2^-]_n$ , es la especie adsorbida de oro. M puede ser H, Na, K y Ca.

Srithammavut (2008) manifiesta que los pasos de velocidad son la transferencia de masa de cianuro de oro y cationes a través de la película de la solución que rodea las partículas de carbón a la superficie externa de las partículas de carbono, la transferencia en la solución de llenado de los poros, la reacción de adsorción y posiblemente la transferencia del par de iones catión adsorbido oro cianuro a lo largo de las paredes del poro por difusión superficial (Vegter, 1992). Se ha afirmado que transferencia de película controla la velocidad de adsorción del aurocianida sobre el carbón activado en las etapas iniciales de recuperación de oro (Coetzee y Gray, 1999). El equilibrio de la reacción de adsorción está influenciado por muchos factores, por ejemplo, temperatura, concentración de cianuro del oro, presencia de disolventes orgánicos, tipo de cationes en la solución

y la fuerza iónica de la solución (Vegter, 1992). En la velocidad inicial de adsorción de oro, el oro se adsorbe en la superficie de macroporos y posiblemente mesoporos en carbón activado a una velocidad alta. Después de la adsorción:

La velocidad disminuye a medida que se aborda el equilibrio, como se muestra en la Figura 13.



**Figura 13.** Ejemplo de la cinética de la carga de oro en el carbón activado  
**Fuente:** Marsden & House, 1992

Marsden & House (1992) presentan una ecuación de velocidad de primer orden para la adsorción de oro sobre carbón como sigue:

$$C_{Au,L}(t) = k t + C_{Au,L}^{ini} \quad [27]$$

$$\log C_{Au,L}(t) = k_{ads} t \log C_{Au,L}^{ini} \quad [28]$$

Donde:

$C_{Au,L}(t)$ : La concentración de oro en solución en el tiempo  $t$ ,  $mg/dm^3$

$C_{Au,L}^{ini}$  : Concentración de oro inicial,  $mg/dm^3$

$k_{ads}$ : Constante de velocidad para la adsorción de oro,  $s^{-1}$

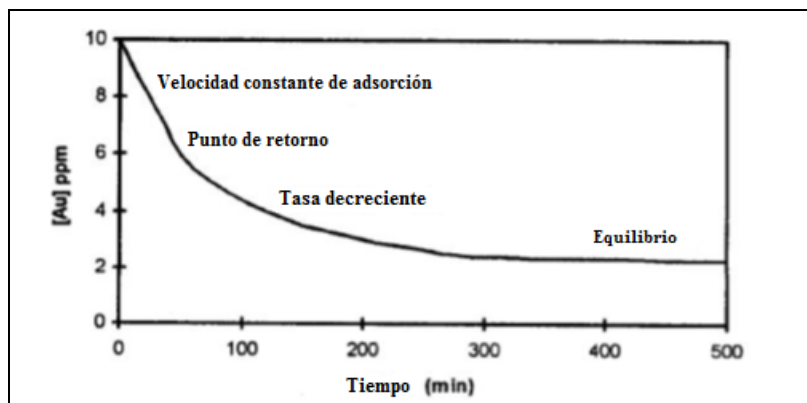
Ibragimova et al. (2007) también han presentado una reacción de primer orden donde la constante de velocidad  $k_{ads}$  de  $(Au(CN)_2)^-$  adsorción de iones sobre el carbón activado se presenta como se muestra en la siguiente ecuación:

$$\frac{dC_{Au,C}}{dt} = k_{ads} C_{Au,L} \quad [29]$$

Donde:

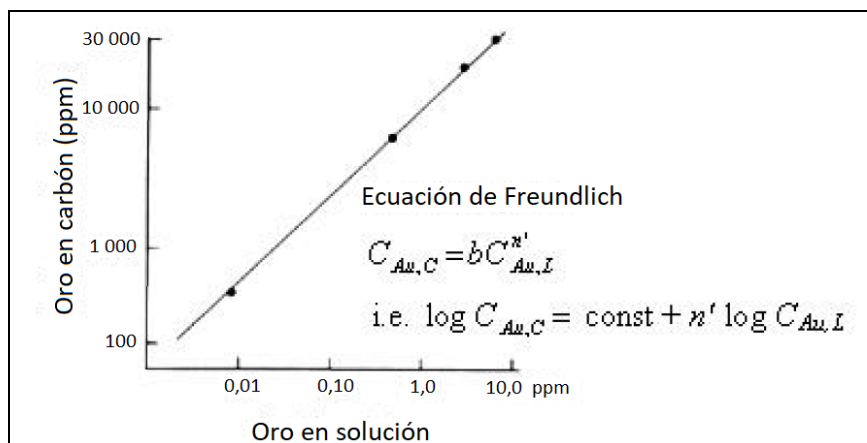
$C_{Au,C}$  y  $C_{Au,L}$  son las concentraciones de oro en las fases de solución y carbono, respectivamente y la tasa de adsorción constante,  $k_{ads}$ , depende de multitud de parámetros.

Srithammavut (2008) manifiesta que Coetzee y Gray (1999) presentan un perfil típico de la adsorción para la recuperación del aurocianuro por el carbón activado en un reactor discontinuo, como se muestra en la Figura 14, indicando las regiones y puntos de importancia. El período de decaimiento de aurocianuro reemplaza la velocidad constante de adsorción cuando la velocidad de difusión intrapartícula se convierte en el factor cinético de control.



**Figura 14.** Perfil de adsorción típico del aurocianuro en carbón activado  
**Fuente:** Coetzee y Gray, 1999 mencionado por Srithammavut (2008)

La isoterma de equilibrio se ilustra en la Figura 15. Es una ecuación empírica que relaciona la concentración de las especies químicas en la fase líquida con la concentración en la superficie del carbón activado. Es conocida como la ecuación de Freundlich.



**Figura 15.** Isoterma de equilibrio de adsorción de oro en el carbón activado  
**Fuente:** (Marsden & House, 1992)

Srithamma vut (2008) manifestó que se ha sugerido que se utilice una capacidad de carga de oro en equilibrio desarrollada empíricamente (valor K) para la evaluación de carbones utilizados en los sistemas de adsorción de oro. Se obtiene



al poner en contacto varios pesos de carbono con una solución estándar de tampón de borato y oro durante un tiempo fijo.

Se interpola el valor de K como el carbón de carga en equilibrio con una concentración de la solución de oro residual de  $1 \text{ mg/dm}^3$  (Marsden & House, 1992). La Figura 15 muestra la isoterma de Freundlich, que se ha utilizado para representar la adsorción de oro sobre carbón activado.  $C_{Au}$ , C representa la concentración de oro en átomos de carbono,  $C_{Au, L}$  es la concentración de oro en solución, b es la constante de adsorción de Freundlich y  $n'$  es el exponente de Freundlich. En el caso de  $n' = 1$ , el isoterma de Freundlich se reduce a la isoterma lineal que es exacta para los sistemas de baja concentración, como es generalmente cierto para este caso. La isoterma de Langmuir se utiliza también para describir la adsorción de oro (Andrade Lima, 2007).

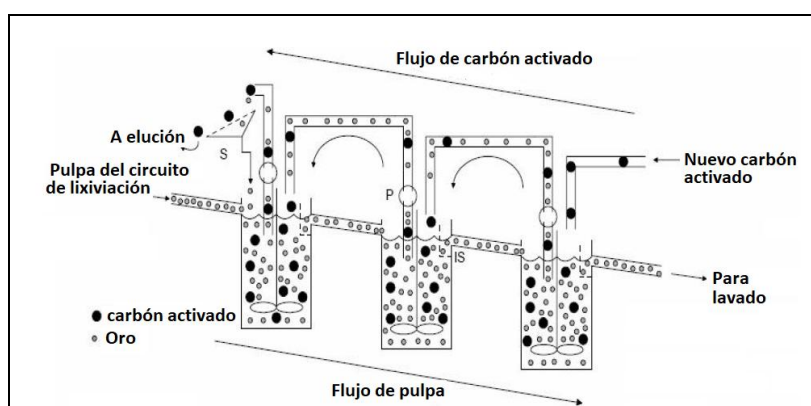
### **Proceso descripción de la sección de adsorción CIP**

Srithammavut (2008) manifiesta que después de la lixiviación, la pulpa se introduce en el proceso de adsorción CIP. El CIP se compone de tres etapas esenciales (Marsden & House, 1992; Andrade Lima, 2007):

- a) Adsorción: el oro disuelto en la pulpa es cargado en el carbón activado.
- b) Elución: el oro se extrae del carbón en una solución alcalina de cianuro.
- c) Electroobtención: el oro es extraído mediante un proceso eléctrico de la solución de cianuro alcalino y depositada en los electrodos.

El proceso de adsorción de la CIP se realiza en tanques grandes agitados, en cascada continua, aproximadamente seis reactores cada uno con un tiempo de retención de aproximadamente una hora. Los componentes del tanque convencional incluyen el mezclador mecánico, la pulpa, entrada y salida cubierta por una criba. Los componentes no convencionales del tanque son un burbujeador ubicado en el inferior del tanque para que introduzca oxígeno con el fin de mejorar la eficiencia de adsorción sobre el carbón activado (Brison et al., 1989; Marsden & House, 1992). El otro tanque no convencional se compone en la parte superior por un sellado en el depósito para mantener una atmósfera con oxígeno y presión, significativamente mayor (Brison et al., 1989). La pulpa es agitada y fluye por gravedad desde un tanque a otro por rebose. La solución primero entra en contacto con el carbón activado en el primer tanque. El carbón fresco o reactivado se carga al final del proceso y en contra corriente, transferido ya sea continuamente o periódicamente con respecto a la pulpa. El carbón en cada etapa se carga, produciéndose un pseudo equilibrio, dependiendo de la concentración de oro en la solución en cada etapa. En la primera etapa, el carbón tiene la mayor carga de oro y se pone en contacto con la mayor concentración de la solución y viceversa. La pulpa se descarga a través de la salida del tanque para un sitio de disposición de los relaves del mineral. El carbón que contiene oro se le somete a elución para la desorción de los metales que más se recuperan en el proceso de electro obtención. El carbón eluído se regenera con ácido para eliminar los contaminantes. Después

se recircula en el circuito de adsorción elución.



**Figura 16.** Diagrama esquemático de un proceso carbón en pulpa con tres tanques, mostrando las cribas de inter etapa (IS), la criba a la salida del primer tanque (S) y la transferencia de carbón por bombas (P)

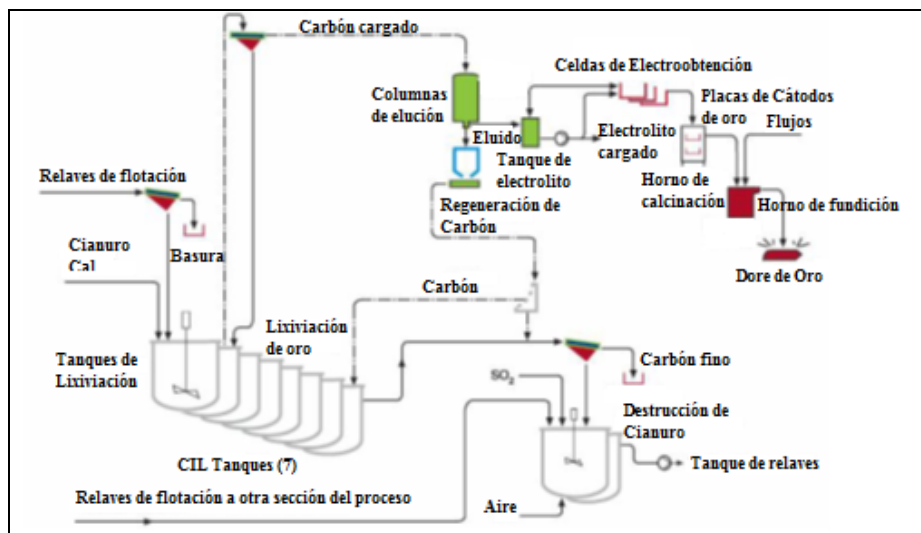
**Fuente:** Andrade Lima, 2007

Srithammavut (2008) manifiesta que el proceso implica el uso de cribas inter-etapa (IS) donde el carbón se retiene en cada etapa de adsorción debido a que es mucho mayor que las partículas de mineral. La Figura 16 muestra las cribas de interfase a la salida del reactor que retienen el carbón en los tanques hasta que se active la transferencia de la pulpa. Las cribas tienen aberturas que son ligeramente más pequeñas que el carbón activado pero lo suficientemente grande como para permitir el libre flujo de la mezcla entre las etapas, generalmente de 0,6 a 0,8 mm. La eficiencia de las cribas de inter fase han recibido mucha atención ya que se afirma que es uno de los mayores retos en la aplicación de la adsorción del carbón. El carbón activado puede ser utilizado en una variedad de tamaños, generalmente  $1,7 \times 3,4$  mm,  $1,2 \times 3,4$  mm y  $1,2 \times 2,4$  mm. Los tanques normalmente contienen de 10 a 25 gramos de carbón por litro de pulpa (0,5 a 1,2 % de carbón p/v). El cargado del carbón en varias plantas oscila entre 300 a 20 000 gramos de oro por tonelada

de carbón.

### **C. Proceso de Carbón en lixiviación (CIL)**

Srithammavut (2008) menciona que el proceso convencional de carbón en lixiviación (CIL) es similar al proceso CIP, excepto que los pasos de lixiviación y adsorción tienen lugar en los mismos tanques simultáneamente. Se agrega el carbón en el tanque de lixiviación para que el oro pueda adsorberse sobre el carbono casi tan pronto como se disuelva con la solución de cianuro. El proceso CIL se usa principalmente para tratar minerales que contienen materia orgánica y especies que roban los aniones  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  que son capaces de adsorber de la solución, tal como las especies carbonosas en el mineral, minerales tipo arcilla y otras especies minerales como el grafito. El proceso tiene la ventaja de tener un menor costo de inversión en capital que los sistemas de lixiviación y adsorción en carbón por separado y también mejora la extracción de oro por la presencia de carbón. El proceso CIL es una buena alternativa, pero también presenta algunas desventajas. Por ejemplo, requiere un inventario de carbono más grande, lo que resulta en un mayor bloqueo de proceso de oro. Las pérdidas de carbón y oro debido al desgaste del carbón son más altas y la carga de carbono será menor que en el proceso CIP, lo que significa que se tiene que eliminar más carbono. En la Figura 17 se muestra el diagrama de flujo de una planta CIL.



**Figura 17.** Proceso de carbón en lixiviación  
**Fuente:** Outokumpu, 2004

Según Brison et al. (1989) indican que, las condiciones típicas de la pulpa de mineral son: 50 % de sólidos (-m100), gravedad específica del sólido de 2,7 y gravedad específica de la pulpa de 1,46. Ellos también experimentaron con distintas concentraciones de oxígeno, el pH variando de 9 a 11 y la concentración del lixivante de 0,3 g de NaCN por litro. Los resultados muestran una lixiviación del oro del 91 a 92 % en seis horas y el consumo de cianuro bajo.

#### **D. Definición de términos**

**Cal:** La cal se agrega directamente con el mineral en el chancado, la función es mantener una alcalinidad de 10 a 11, su consumo variará de acuerdo a cada mineral y está entre 0,5 a 5 kg/t. La ley como CaO libre debe estar entre 60 y 70 % para evitar transporte de carga inútil, (Flores, 2016).

**Cianuro:** El solvente más comúnmente utilizado es el cianuro de sodio. El cianuro se prepara con agua no ácida a un pH neutro cuya concentración es 10 % en peso. La concentración mínima en la solución lixivante está entre 0,05 - 0,10 % de NaCN como máximo, (Flores, 2016).

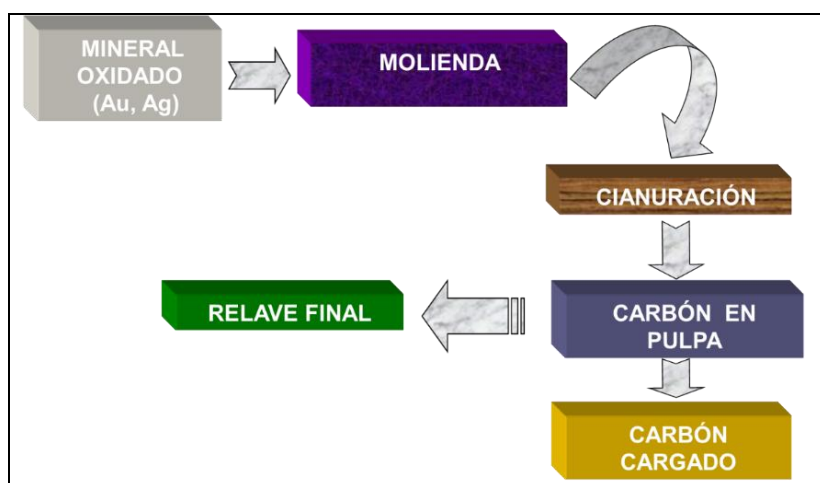
**Carbón activado:** Es utilizado para precipitar oro y plata de las soluciones ricas, se recomienda generalmente cuando el mineral tiene solo o mayores proporciones de oro con respecto a la plata, el carbón usado en estos casos está entre mallas - 6+16, -8 + 18 y -10 +20, a veces acompañado de una precipitación opcional de plata con Na<sub>2</sub>S 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. 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 (Flores, 2016).

## CAPÍTULO III

### MARCO METODOLÓGICO

#### 3.1. Tipo y diseño de la investigación

El presente estudio es de tipo de investigación experimental de adaptación tecnológica, aplicado al procesamiento de minerales que yacen en botaderos de la mina Antuca. En el diseño de pruebas del presente trabajo de tesis, se llevaron a cabo en concordancia con las variables consideradas en el proceso de carbón en pulpa, consideradas variables apropiadas que conlleven a los resultados ideales, considerando tres etapas: la molienda, la cianuración y el proceso de adsorción por el método de carbón en pulpa para realizar las pruebas experimentales. El esquema procedimental que se siguió, se muestra en la Figura 18.



**Figura 18.** Etapas de las pruebas realizadas

**Fuente:** Elaboración propia

## 3.2. Población y muestra

### 3.2.1. Población

En la actualidad existen miles de toneladas de mineral en los botaderos de la minera Cori Puno con leyes promedio de oro de 3,2 gramos por tonelada, de estos botaderos se consideró una población de una tonelada de mineral, recolectada de diferentes zonas, el cual es reducido.

### 3.2.2. Muestra

Se enviaron muestras de diferentes pesos que suman aproximadamente 20 kilogramos para las pruebas metalúrgicas por un representante de la Empresa Eco Cori Juliaca en formación. Con respecto al carbón activado CALGON se contó con 6 kilogramos de carbón de granulometría -m 6 + m16 Tyler.



A  
**Figura 19.** A. Mineral de botadero  
**Fuente:** Elaboración propia

B  
B. Carbón activado CALGON (-m 6 + m16)

## 3.3. Operacionalización de variables

Las variables que afectan la adsorción, la capacidad de equilibrio del carbón



activado, la adsorción de oro está influenciada por una serie de factores, tales como los que se muestran en la Tabla 2.

**Tabla 2**  
**Variables independientes y dependientes**

Variable independiente	Descripción	Unidad de medida
<b>Lixiviación</b>	1. Granulometría	$\mu\text{m}$
	2. Concentración del cianuro.	ppm o $\text{g}/\text{m}^3$
	3. pH	Adimensional
<b>Adsorción</b>	1. Granulometría del carbón	mm
	2. Capacidad de carga	kg Au/kg C
	3. pH	Adimensional
	4. Fuerza iónica	I (Amp)
	5. Temperatura	K, ( $^{\circ}\text{C}$ )
Variable dependiente		
<b>Recuperación de oro</b>	Oro recuperado en carbón	%

Fuente: Elaboración propia

**Variable independiente:**

- Temperatura.
- Granulometría del carbón activado.
- pH.
- La concentración de iones cianuros libres y espectadores Iones tales como  $\text{Ca}^{2+}$ ,  $\text{Na}^{+}$  y  $\text{K}^{+}$

**Variable dependiente:**

- Recuperación del oro.

**3.4. Técnicas e instrumentos para recolección de datos**

La técnica de muestreo en los botaderos fue formando una cuadrícula de 50

metros de distancia con respecto al punto central donde se tomó las muestras en un área de 500 metros, con ayuda de una retroexcavadora, mezclaron el material para tener muestras aproximadas de 1 000 kg, fueron subdivididas por cuarteo sucesivo hasta llegar a 20 kg. Una de estas muestras se trasladó al laboratorio de metalurgia, las que fueron cuarteadas mediante el cuarteador de rifle hasta tener un peso de 2,5 kg para la ejecución de las diferentes pruebas metalúrgicas.

### **3.5. Procesamiento y análisis de datos**

#### **3.5.1. Equipo / herramientas / materiales**

- Un Ro - Tap. y set de mallas Tyler
- Una balanza.
- Otros (Lonas, espátulas, sobres, brochas, bandejas de metal, etc.).
- Un cuarteador de Rifles 1,88 cm x 18 de abertura.
- Mesa de trabajo (cuarteado).
- Lona (homogenizado).
- Espátula.
- Filtro.

#### **3.5.2. Evaluación del mineral**

##### **Examen del mineral**

Se ha tomado una muestra representativa para los ensayos, la cantidad de mineral disponible no excedió de 1 kg. El mineral está en terrones gruesos no

mayores a media pulgada, el examen revela la naturaleza del mineral y la ganga, donde no se necesita chancado, pero sí molienda para una efectiva liberación de las especies metálicas. La muestra presenta una humedad del 4,3 % y un peso específico de 2,45.

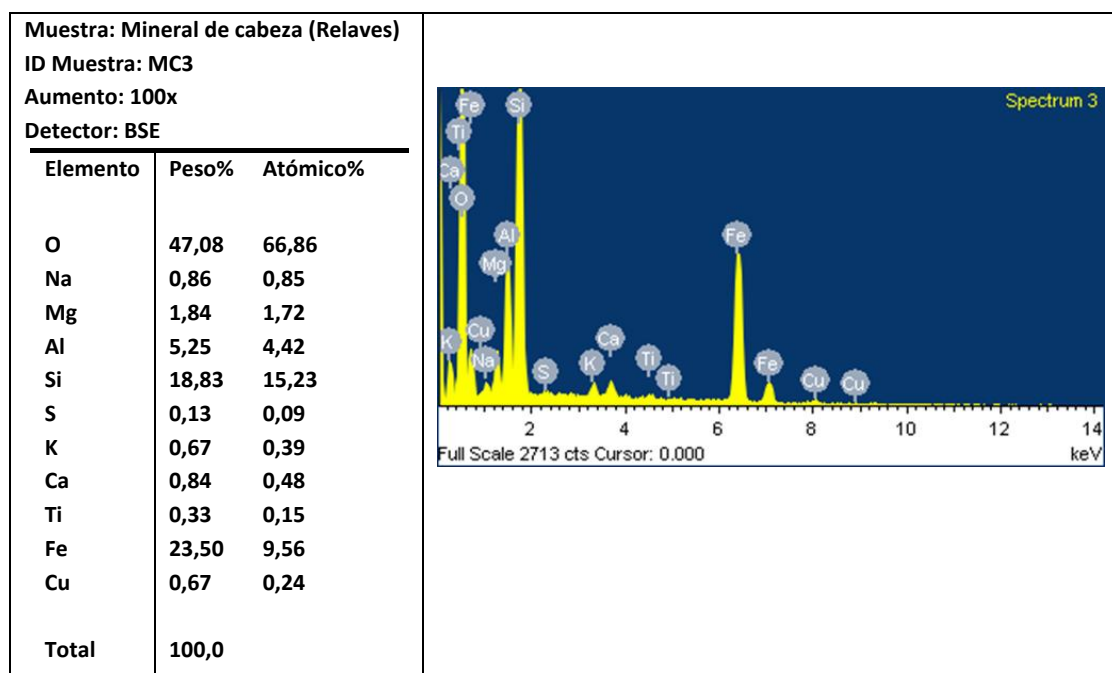
**Tabla 3**  
**Contenido metálico del mineral de botaderos**

Composición	Oro (g/t)	Plata (g/t)	Cobre (%)	Otros
Contenido	3,2	7,4	0,6	---

**Fuente:** Propia del autor (Análisis por gravimetría y volumetría).  
Presencia de piritas, pirrotita, cuarzo, óxidos de hierro, 2018.

En la tabla 4 se muestra los resultados del análisis por RX del SEM

**Tabla 4**  
**Contenido de otros metales del mineral de los botaderos**



**Fuente:** Microscopio electrónico de barrido - ESME/UNJBG, 2018.

## Análisis granulométrico

Consiste en realizar un análisis de la cantidad de cada fracción de mineral resultante del tamizaje del material representativo. Este análisis permite calcular la distribución porcentual de las partículas por mallas. Lo que hace posible poder obtener el contenido de finos que se tiene en el mineral.

Procedimiento:

1. Secar las muestras y dejar enfriar.
2. Alistar el set de mallas, para realizar el análisis granulométrico, ordenado del siguiente modo: 1/2", 1/4", 8", m14, m20, m35, m48, m65, m100, m150, m200 y el ciego.
3. Realizar el análisis granulométrico para la muestra y anotar los pesos en cada malla correspondiente y se reportó los resultados, los cuales se muestran en la Tabla 5.

**Tabla 5**  
**Análisis granulométrico del mineral (botaderos)**

Malla Tyler	Peso (g)	Porcentaje Retenido (%)	Porcentaje Pasante (%)
1/2"	6	1,2	98,8
1/4"	29	5,8	93,0
m8	18,5	3,7	89,3
m14	32	6,4	82,9
m20	35,5	7,1	75,8
m35	40	8,0	67,8
m48	46	9,2	58,6
m65	57,5	11,5	47,1
m100	100	20,0	27,1
m150	96,5	19,3	7,8
-m150	39	7,8	0,0
	500	100,0	

Fuente: Elaboración propia

### **3.5.3. Pruebas de cianuración por agitación en botella**

#### **Molienda**

También se tendrá alguna indicación como el grado de molienda necesario. Después de ser molido el mineral a un tamaño apropiado se lleva a cabo el muestreo respectivo para análisis. Este tamaño dependerá de varios factores, tales como la naturaleza y cantidad del material. Es esencial que la muestra para análisis sea enteramente representativa. La cantidad de trabajo analítico efectuado dependerá del grado de las pruebas llevadas a cabo.

Procedimiento:

1. Moler el mineral por 20 minutos en un molino batch de bolas.
2. Tamizar el mineral con malla 100, desechar el retenido y usar el pasante en la etapa siguiente.

#### **Cianuración**

El objetivo que persigue esta etapa es determinar el tiempo de disolución del oro y el % de recuperación de Au en la pulpa, en función a las condiciones de operación para las pruebas requeridas, la adición del NaCN es de entre 250 y 350 ppm de cianuro libre en un periodo de 36 horas. Las pruebas de cianuración se realizan en botellas con concentraciones NaCN adecuadas.

Procedimiento fue el siguiente:

1. Pesar 2 069,6 g de mineral fino y adicionar en una botella adecuada 2 200 ml de agua; agregar la cal necesaria para proteger el mineral. Luego de acuerdo a la fuerza de cianuro con la que se va a trabajar, agregar cianuro sólido para obtener la concentración necesaria en ppm.
2. Homogenizar toda la mezcla mediante agitación.
3. Colocarlo sobre el sistema de rodillos a una velocidad de 45 rpm.
4. Después de cada hora, retirar la botella del sistema, extraer de ella una muestra adecuada de 20 ml de pulpa (que puede variar de 20 a 50 ml) y colocarlo en un vaso de precipitados para que se clarifique un poco; regresar la botella a su lugar; medir el pH de la pulpa parcialmente clarificada; con una micropipeta, retirar 10 ml de solución clarificada y colocarlo en un vaso de precipitado 100 ml; agregar 3 gotas de indicador IK (ioduro de potasio), titular la solución cianurada con una solución estándar de  $\text{AgNO}_3$  (4,33 g por litro) hasta observar que se produzca el cambio parecido a un color blanquecino, anotar el gasto efectuado y determinar el % de NaCN libre (el gasto se multiplica por el equivalente gramo 0,04 % obteniendo de esa manera la fuerza de cianuro). El resto de solución enviar a análisis químico para determinar oro en solución.
5. El paso 5 se repite para los tiempos: 2, 4, 8, 24 y 36 horas.

#### **3.5.4. Pruebas de adsorción de soluciones cianuradas**

Los experimentos se llevaron a cabo en un vaso de precipitado de vidrio de

un litro equipado con deflectores y un agitador. Se dio una velocidad de agitación 120 rpm.

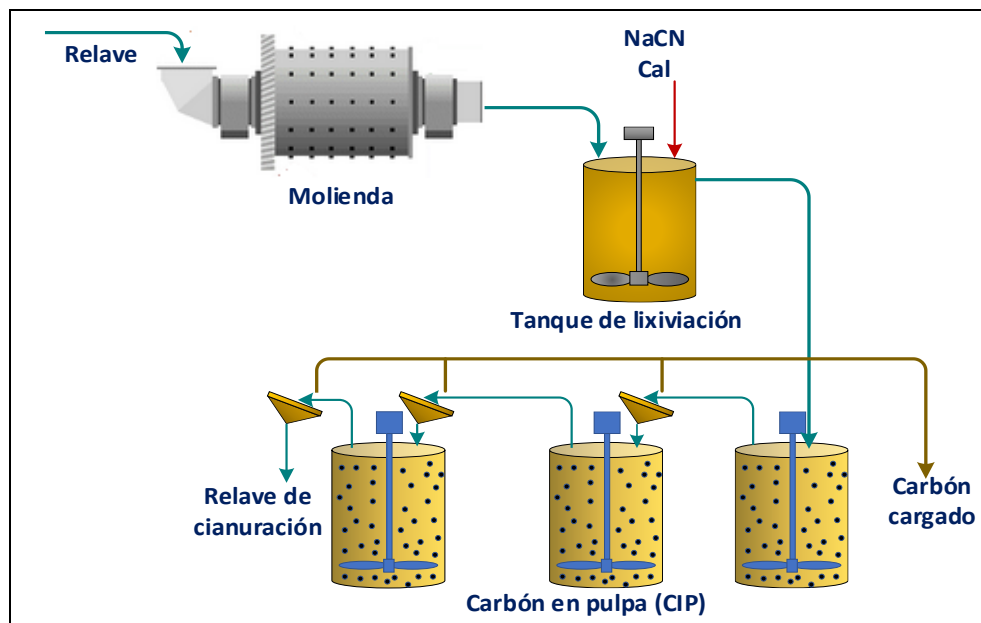
Procedimiento:

1. Luego la pulpa es evacuada y pasa por tres recipientes que contienen carbón en pulpa (CIP), carbón es el 20 % del volumen del recipiente) estos tienen la función de absorber el oro diluido y el primer recipiente es netamente lixiviador de pulpa de mineral.
2. Concluido la adsorción adecuada de iones de oro en el carbón se descarga de los tres recipientes de agitación carbón en pulpa.
3. El carbón cargado es lavado de cada recipiente por separado para luego ser muestreado y enviado a laboratorio para su respectivo análisis. Ver Figura 21.



**Figura 20.** Forma de cuarteo para toma de muestra para el análisis químico del carbón cargado

**Fuente:** Elaboración propia, 2018



**Figura 21.** Descripción del proceso CIP a nivel de laboratorio

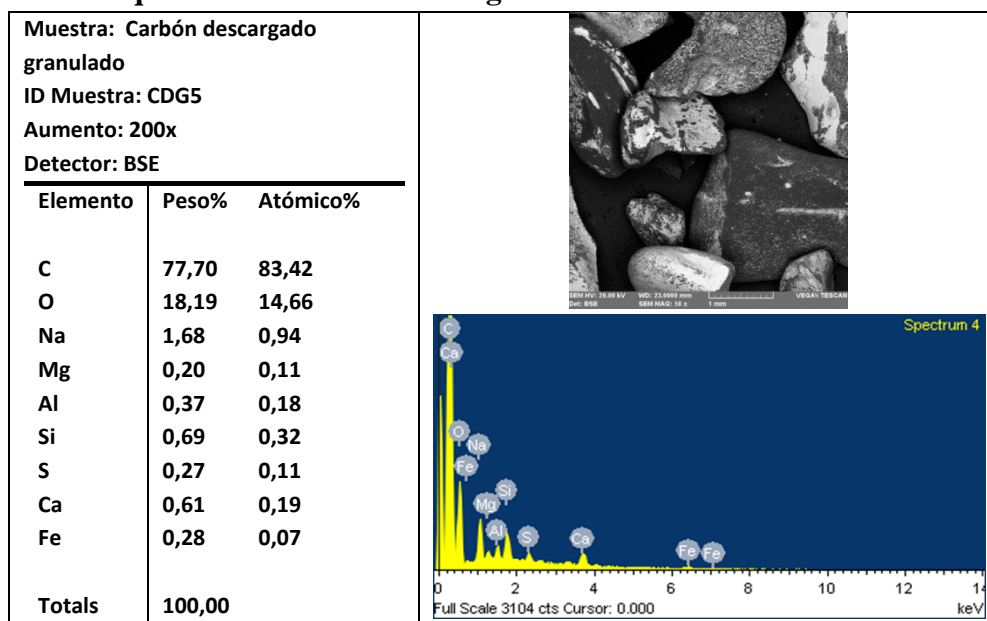
**Fuente:** Elaboración propia, 2018

### Microscopia del carbón (SME)

Se muestrea el carbón extraído de los tres recipientes dispuestos en serie, se pesa en húmedo, para sacarle el % de humedad y enviar la cantidad de carbón en seco, de esta muestra se calcina 5 g de carbón, hasta obtener un carbón de color marrón claro, luego se prepara los crisoles con los fundentes, se lleva al horno de mufla por un tiempo de 2 horas cumpliéndose así el análisis por vía seca, se toma el peso resultante del análisis y se divide entre los 5 g de carbón que se utilizó en la fundición.

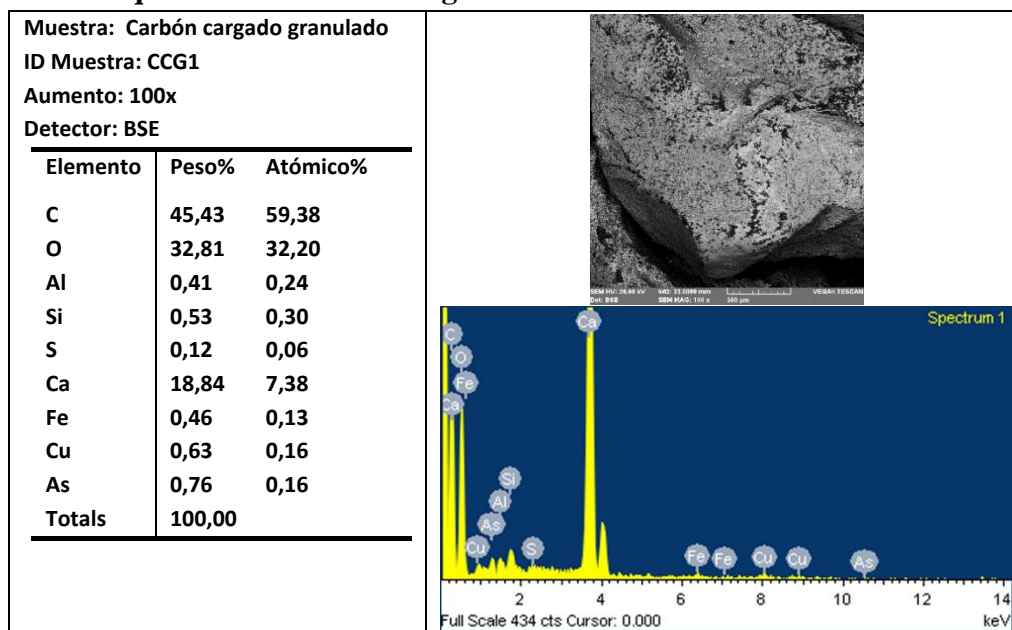


**Tabla 6**  
**Análisis químico del carbón descargado**



Fuente: Microscopio electrónico de barrido - ESME/UNJBG

**Tabla 7**  
**Análisis químico del carbón cargado**



Fuente: Microscopio electrónico de barrido - ESME/UNJBG

### Determinación del porcentaje de humedad del carbón

Este cálculo se realiza de la siguiente forma, se pesa el carbón húmedo y se procede a secar en la cocinilla para sacar la cantidad de agua que este posee, es necesario repetir varias veces para luego sacar el promedio y así estar más próximos a la cantidad existente en seco.

Fórmula:

Peso húmedo – Tara = Peso húmedo

Peso seco – tara = peso seco

$$\% \text{ Humedad} = \frac{\text{Peso húmedo} - \text{Peso seco}}{\text{Peso Seco}} \times 100 \quad [30]$$

**Tabla 8**  
**Determinación del porcentaje de humedad del carbón**

Tanque	Peso del carbón Seco inicial (g)	Peso del carbón Húmedo (g)	Humedad (%)
1	200	262,8	31,4
2	200	260,6	30,3
3	200	257,4	28,7

**Fuente:** Elaboración propia

## **CAPÍTULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

#### **4.1. Resultados**

##### **4.1.1. Pruebas de cianuración por agitación en botella**

En la Tabla 9 y 10 se presenta los resultados de las pruebas de agitación en botellas y su balance metalúrgico, también se logra obtener el porcentaje de recuperación del oro y los diferentes tiempos utilizando como agente lixivante el cianuro de sodio. La concentración inicial de oro en la solución fue de 2,1 mg/l, llegando obtener soluciones hasta 2,9 mg/l a las 24 horas. El porcentaje de recuperación llegó hasta 94,60 %.

DATOS:

Ley de mineral: 3,2 g/t

Granulometría : 80 % -m200

pH: 11,5

% de sólidos: 48,9

Peso de mineral: 2 069,6 g

Volumen de solución: 2 200 ml

[CN<sup>-</sup>] Inicial: 159 ppm

Cal: 11,5 g

Tiempo de agitación: 36 horas.

Fecha de inicio: 2018-01-08

Hora de inicio: 11:30 h.

**Tabla 9**  
**Prueba metalúrgica lixiviación en botella**

Tiempo (Hora)	pH	Volumen		Agregado		Ley		Contenido (g)		Recuperación (%)	
		Gastado AgNO <sub>3</sub> (mL)	CN Libre (ppm)	Cal (g)	NaCN (g)	Au (g/m <sup>3</sup> )	Ag (g/m <sup>3</sup> )	Au	Ag	Au	Ag
0	11,5	0	0		0,701	0	0	0	0	0	0
2	11,5	1,2	159		0,701	2,10	1,28	0,00454	0,00277	68,50	18,24
4	11,5	1,1	146		0,701	2,50	1,67	0,00540	0,00361	81,55	23,72
8	11,5	1,2	159		0,701	2,70	1,90	0,00583	0,00410	88,08	26,98
12	11,5	1,2	159		0,701	2,77	2,30	0,00598	0,00497	90,36	32,67
24	11,5	1,1	146		0,701	2,90	2,45	0,00627	0,00529	94,60	34,80
34	11,5	1,1	146		0,701	2,80	2,51	0,00605	0,00541	91,34	35,59
36	11,5	1,1	146		0,701	2,80	2,51	0,00605	0,00542	91,34	35,61

Fuente: Elaboración propia

**Tabla 10**  
**Evaluación experimental: Concentración de oro en la fase líquida**

Tiempo (Horas)	Concentración de Oro en Solución (mg/L)	Recuperación (%)	
		Au	Ag
0	0	0	0
2	2,1	68,50	18,24
4	2,5	81,55	23,72
8	2,7	88,08	26,98
12	2,77	90,36	32,67
24	2,9	94,60	34,80
34	2,8	91,34	35,59
36	2,8	91,34	35,61

Fuente: Elaboración propia

#### 4.1.2. Pruebas de adsorción de soluciones cianuradas

En la Tabla 11 se presenta los resultados del contenido de oro en el carbón a diferentes tiempos utilizando carbón activado CALGON (-6 +16). La concentración inicial de oro fue de 2,7 mg/l (promedio de todas las concentraciones). La adsorción de oro alcanzó límites entre 3 000 a 3 600 g de oro por tonelada de carbón a las 2 horas y 36 horas respectivamente.

DATOS:

Ley de solución de oro: 2,7 mg/l

pH: 11,5

[CN<sup>-</sup>] inicial: 90 ppm.

Volumen de solución: 1 litro.

Tiempo de permanencia: 4 horas.

**Tabla 11**

#### **Pruebas metalúrgicas de la adsorción de oro en carbón activado proceso CIP**

<b>Tiempo (Horas)</b>	<b>Contenido de Oro en Carbón (g/t)</b>
0	0
2	3 000
4	3 050
8	3 040
12	3 150
24	3 350
34	3 650
36	3 600

**Fuente:** Elaboración propia

En la Tabla 12 se presenta las condiciones de las pruebas y la composición de la solución considerando los principales elementos oro, plata y cobre. Los resultados de adsorción de oro en cada etapa, se lograron obtener carbón cargado de hasta 3 160 gramos de oro por tonelada de carbón en la primera etapa, lo cual es significativo.

**Tabla 12**  
**Pruebas metalúrgicas de adsorción en tres etapas**

Tiempo por etapa 4 horas.	Solución		Etapas		
	Alimentación		1	2	3
Condiciones de solución	pH	11,5	11,5		11,5
	CN <sup>-</sup>	90			
Composición de la solución (mg/L)	Au	2,7	0,72	0,05	0,009
	Ca	430	420	489	450
	Cu	6	6	7	7
Recuperación Oro sin disolver en los sólidos	Au				99,1
Carbón Cargado (g/t)	Au		3160	320	42
	Cu		130	182	462

Fuente: Elaboración propia

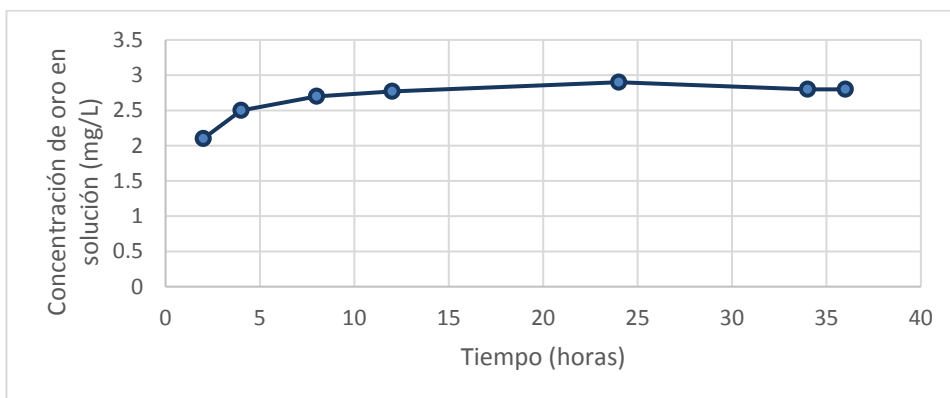
**Tabla 13**  
**Resumen de las pruebas de adsorción.**

Etapas	Contenido de Oro en Solución (mg/L)	Carbón Cargado (g/t)
1	0,72	3 160
2	0,05	320
3	0,009	42

Fuente: Elaboración propia.

En la Figura 22 correspondiente a la prueba de cianuración en botella, se puede observar que la disolución del oro a las 2 horas ha llegado a una

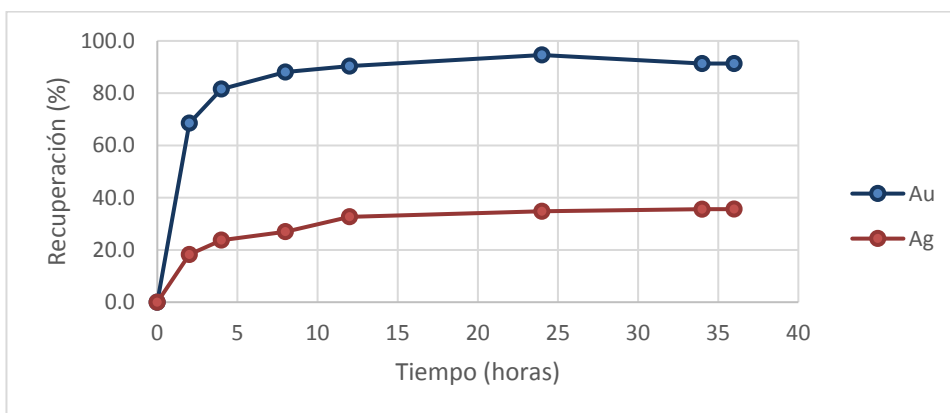
concentración de oro en solución de 2,1 mg/l llegando a disolver hasta 2,8 mg/l, su lugar geométrico es una curva exponencial. Se realizó este gráfico con los datos presentados en la Tabla 11.



**Figura 22.** Concentración de oro en solución con respecto al tiempo

**Fuente:** Elaboración propia

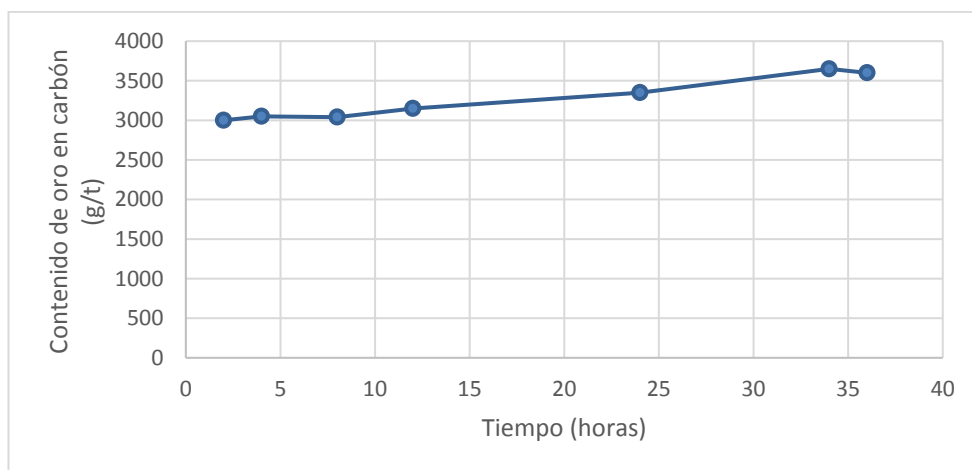
En la Figura 23 corresponde a la prueba de cianuración en la que se puede observar que inicialmente la cinética de disolución es rápida, en 24 horas ha llegado a recuperaciones que superan el 94,60 % de oro. Se realizó este gráfico con los datos presentados en la Tabla 11.



**Figura 23.** Cinética de extracción de oro y plata de los botaderos

**Fuente:** Elaboración propia

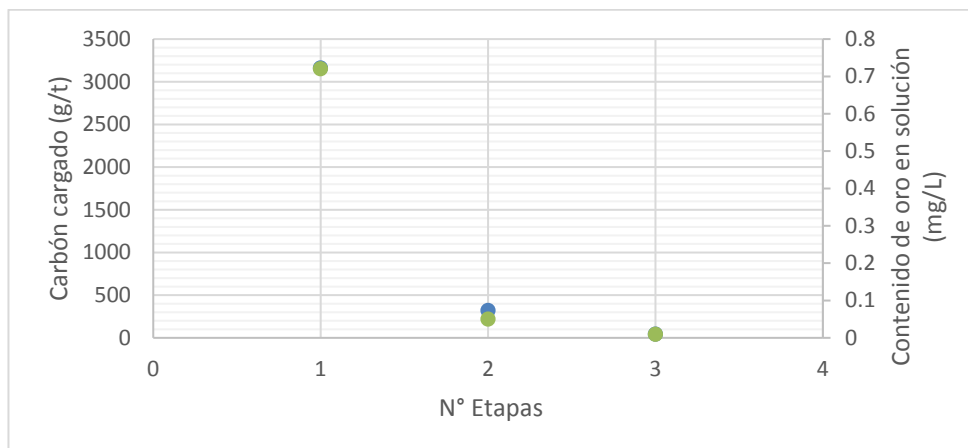
En la Figura 24 que corresponde a la prueba de adsorción de oro con carbón activado, se puede observar que inicialmente a adsorbido más de 3 000 g Au/t de carbón en 2 horas, logrando una capacidad de carga del carbón o adsorción de oro de una solución que contiene por encima de 3 500 g/t. Se realizó esta figura con los datos presentados en la Tabla 12.



**Figura 24.** Pruebas metalúrgicas de la adsorción de oro en carbón activado proceso CIP  
**Fuente:** Elaboración propia

Los resultados en la Figura 25 muestra la máxima capacidad del carbón para la adsorción de oro de soluciones que contienen oro y plata, en las tres etapas, las cuales son muy variadas; se puede observar que la cinética de adsorción es rápida, en el primer tanque o recipiente en 6 horas ha llegado adsorber 3 160 gramos de oro por tonelada de carbón, en los tanques 2 y 3, la adsorción baja considerablemente y de la misma forma los contenidos de oro en solución. Se realizó este gráfico con los datos presentados en la Tabla 13.





**Figura 25.** Capacidad de adsorción del carbón de soluciones cianuradas  
**Fuente:** Elaboración propia

#### 4.2. Discusión

Se sabe que el carbón activado es contactado con soluciones auríferas o pulpas auríferas, cualquiera de las dos: columnas de adsorción (cama fija) o recipientes agitados, como es el propósito del presente trabajo. Realizando un balance de masa en fase continua y haciendo uso de la ecuación de conservación, se puede considerar la siguiente expresión:

$$\text{Acumulación} = \text{Entrada} - \text{Salida} + \text{Generación neta}$$

La variedad de modelos que se aplican en los procesos de adsorción de metales son varios como: Modelo de Langmuir, Modelo de Temkin, Modelo de Redlich-Peterson o bien el sugerido por Le Roux; el modelo de Freundlich es el que mejor describirá los resultados obtenidos en el presente trabajo ya que es una adsorción no ideal, reversible y heterogénea. Se puede aplicar este modelo para una

adsorción en multicapa sin una distribución uniforme de entalpía o afinidad de adsorción sobre una superficie heterogénea. El modelo linealizado de Freundlich se representa por:

$$\log q_e = \log K_f + \frac{1}{n} \log C_e \quad [31]$$

Donde,

$q_e$  es la capacidad de adsorción en el equilibrio ( $\text{mg L}^{-1}$ ) y  $C_e$  es la concentración de soluto presente en la solución en el equilibrio ( $\text{mg L}^{-1}$ ).

La constante  $K_f$  ( $\text{mg}^{1-1/n} \cdot \text{L}^{1/n} \cdot \text{g}^{-1}$ ) es un parámetro de la capacidad de adsorción del material y  $1/n$  (adimensional) representa una medida de la intensidad de la adsorción.

La isoterma de Freundlich se puede expresar como el modelo más adecuado en la representación del equilibrio del proceso de adsorción al tener excelentes correlaciones ( $R^2$  igual a 0,9919) y la siguiente expresión (Ecuación 33, obtenida de la Tabla 14), que muestra una buena correlación con los datos obtenidos, por tanto, esta expresión servirá para controlar operacionalmente el proceso estudiado;

$$q = -3,6767 C^{0,9749} \quad [32]$$

En el modelo cinético de Freundlich se observa que tiene un valor de  $1/n$  menor que 1, esto indica que la adsorción del complejo cianuro auroso es favorable.

## **CONCLUSIONES**

De las pruebas de cianuración en botella se logró obtener concentración inicial de oro, la solución fue de 2,1 mg/l, llegando obtener soluciones de hasta 2,9 mg/l a las 24 horas. El porcentaje de recuperación de oro llegó hasta 94,60 % en 24 horas.

En cuanto a valores de recuperación obtenido, se observa que mediante la aplicación del proceso CIP se obtuvo un valor entre 3 000 a 3 600 gramos de oro por tonelada de carbón a las 2 horas y 36 horas respectivamente.

El proceso de carbón en pulpa alcanza altamente la carga de oro en el carbón, con contenidos muy bajos de oro en la solución barren, empleando tres etapas en el proceso.

## **RECOMENDACIONES**

Se recomienda este proceso por la versatilidad de las etapas, no necesita clarificar la solución para extraer el oro desde sus soluciones y tiene ventajas económicas, de inversión en la implantación del proceso CIP, lo hace muy atractivo y conveniente de aplicar estudio al respecto.

## **REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS**

Adams, M. D. (1989). The mechanism of adsorption of aurocyanide onto activated carbon – the latest developments and practical ramifications, Proc. of Randol Gold Conf., Vol. 15, pp. 166-168.

Afenny, P. (1991). Treatment of Carbonaceous Refractory Gold Ores. Mineral Engineering 4 (7-11), 1043-1055.

Aguilar R, J. F. (1989). Preparación mecánica de minerales. Editorial UNI, Lima – Perú.

Ancca Q, W. (2017). Modelamiento del parámetro velocidad pico particular, a partir del monitoreo de vibraciones por voladura para reducción del daño al macizo rocoso, usando registros sísmicos–Mina Antuca. Tesis para optar el título de Ingeniero Geofísico. Universidad Nacional de San Agustín. Arequipa. Perú.

Astucuri T, V. (1984). Principios de hidrometalurgia y algunas aplicaciones fundamentales. Editorial Gol S.R. Ltda - Perú.

Ballester V, S. (2000). Metalurgia extractiva, fundamentos. Editorial Síntesis. Madrid - España.

Barrios, G. (1992). Importancia del control de molienda en minerales auríferos.  
Taller de metalurgia extractiva Tepsup, Lima – Perú.

Barsky, G.; Swaison, S.J. y Easley, N. (1935). Dissolution of gold and silver in cyanide solutions. *Tras. Am. Inst. Min.- Metal. Eng.* 112: pp 660 a 667.

Bray, J. L. (1988). *Metalurgia extractiva de los metales no ferrosos*. 2da.Edición, Editorial Blume.

Cárdenas R., A. (1993). *Metalurgia extractiva del oro*, Ed. Imral Ltda., Oruro – Bolivia.

CEPRODESMA Centro de Promoción Desarrollo Social y Medio Ambiente.  
(1996). *Estudio de impacto ambiental corporación minera Ananea S.A.*

Crundwell, F.K. & Godorr, S.A. (1997). A mathematical model of the leaching of gold in cyanide solutions. *hydrometallurgy*, Vol 44, pp. 147-162.

El-Qada, E.N.; Allen, S.J. y Walter, G.M. (2006). Adsorption of basic dyes onto activated carbon using microcolumns. *Industrial & Engineering Chemistry Research*.

EPA. Environmental Protection Agency. (1999). *Current Drinking Water Standards*. Office of Groundwater and Drinking Water. United States

Environmental Protection Agency. USA.

Evans, J.R.; Davids, W.G.; MacRae, J.D. y Amirbahman, A. (2002). Kinetics of cadmium uptake by chitosan-based crab shells *Water Research*.

Flores C., F. (2016). Optimización del proceso de lixiviación de minerales auríferos de baja ley – minera Aruntani SAC. Tesis para optar el título de Ingeniero Químico. Universidad Nacional del Altiplano. Puno. Perú.

Galarza T., M. A. (1991). Control químico de soluciones cianuradas. Proyecto de Grado previo a la obtención del Título de Ingeniero en Geología. Escuela Superior Politécnica del Litoral. Guayaquil. Ecuador.

Jha, M.C. (1987). Refractoriness of certain gold ores to cyanidation: probable causes and possible solutions [J], *Miner. Process. Extr. Metall. Rev.*, 2, p.331.

Ling, P. et al. (1996). An Improved Rate Equation for Cyanidation of a Gold Ore. *Canadian Metallurgical Quarterly*, Vol 35, No 3, pp. 225-234.

Macassi, J. y Rivas, E. (1989). Nueva técnica hidrometalúrgica, para mejorar la extracción de oro en materiales pirríticos. I Simposio Internacional de Metalurgia, Tepsup. Lima - Perú.

Marsden, J. & House, I. (1992) *The Chemistry of Gold Extraction*. West Sussex, England: Ellis Horwood.

Marsden, J. & House, I. (2006). The Chemistry of Gold Extraction. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration; 2 edition, pp. 682

Medina, G. (1999). Proyecto Minería Artesanal y Pequeña Minería – Componente Ica – Arequipa. En: mesa redonda sobre gestión ambiental en la minería artesanal: Proyecto GAMA – COSUDE. Lima. Perú.

Medina, L.F. (1998). Investigando en ingeniería. Edit. UNAS, Arequipa – Perú.

Méndez, R., Medina, E., Quinta, C., Rene, E., & Sauri, M. (2002). Tratamiento de lixiviados con carbón activado. Ingeniería 6-3, 19-27.

Méndez, R., Medina, E., Quintal, C., Castillo, E., & Sauri, M. (2002). Tratamiento de lixiviados con carbón activado. Ingeniería UADY, 19-27.

Minera Titán del Perú S.R.L. Lima. Perú. Recuperado de <http://www.mtp.com.pe/v1/index.php>

Minjie Wu, Yuqun Meng, and Saoling Su, et al., (1999). An enhanced alkali-leaching process for arsenic and sulfur containing refractory gold ore [P], Chinese Patent (in Chinese), CN1228480.

Misari Ch., F.S. (1993). Metalurgia del oro, Volumen I y II, Primera Edición, editorial Litoral, Lima - Perú.



Mundo Minero, (2002). La microscopía electrónica en la búsqueda de minerales portadores de oro. Edición 211, 15 julio, pp. 38 a 39.

Palacios, C.S. (1994). Ingeniería de lixiviación, CONCYTEC.

Palacios, C.S. (1994). Lixiviación de menas auríferas con sales oxidantes en medio ácido (Proceso Severo).

Quiroz M, I. (2001) Ingeniería metalúrgica: Operaciones unitarias en procesamientos de minerales. Editorial UNI, Lima – Perú.

República del Perú Ministerio de Energía y Minas, (2000). Operaciones unitarias. editorial CONCYTEC.

Rivera Z, J. H. (2003). Compendio de conminución. Editorial e Imprenta UNMSN.

Rossovsky, S. N. (1993). Alkaline leaching of refractory gold arsenosulphide concentrates [J], CIM Bull., 86, No.971, p.140.

Srithammavut, W. (2008). Modeling of gold cyanidation. Master of Science (Technology) thesis. Lappeenranta University of Technology.

Stange, W. (1998). The process design of gold leaching and carbon-in-pulp circuits.

Recuperado de <https://pdfs.semanticscholar.org/d071/bd8bfea9a08db>

[5a54970b75460860273cce0.pdf](#)

Tecsup, (2010). Metalurgia extractiva del oro. Convenio de cooperación técnica.

Universidad Nacional Mayor de San Marcos, (2000). Curso Internacional del Oro,  
Lima – Perú.

Valdivia I, Z. (1998). Curso de tecnología del oro. Editorial UNI, Lima – Perú.

Vargas G, J. (1995). Metalurgia del oro y la plata. Editorial San Marcos, Lima –  
Perú.

Wills B.A., (1995). Mineral processing technology. 4ta Edición Editorial  
Pergamon Press, New York.

Yannopoulos, J. C. (1991). The extractive metallurgy of gold. Edition. Van  
Nostrand Reinhold. New York.

## ANEXOS

### PRÁCTICA DE LABORATORIO

Anexo 1.

#### COPELACIÓN DEL ORO Y PLATA

Según la composición de la muestra, es decir de acuerdo con su naturaleza química. Esencialmente el método de Copelación comprende cuatro fases:

##### **Escorificación:**

La escorificación se verifica en una mufla a temperatura más elevada que la requerida para la copelación, debe ser tal, que el litargirio contaminado con el  $\text{SiO}_2$  y óxidos metálicos (de Fe, Cu, Mn, etc.), funda completamente, una temperatura de 1 050 a 1 100 °C, es generalmente la más recomendable.

La reducción del  $\text{PbO}$ , es más rápida y posiblemente total antes de que el  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  y bórax se hayan fundido (700 °C) y ataquen a la ganga del mineral. Si la operación se verifica en una mufla se requiere un calentamiento a 650 °C durante 20 minutos. Al final de la operación se debe elevar la temperatura a unos 1 100 °C. Después de 40 a 50 minutos de fundición se procede a retirar el crisol del horno; se le agita por rotación.

**Copelación:**

La operación se realiza en un horno de mufla. El piso de la mufla se reviste con una delgada capa de cenizas de huesos, para protegerlo contra la acción corrosiva del PbO, en caso de que se sobre cargue alguna copela. Las copelas se introducen cuando la mufla adquiere la temperatura del rojo claro. Las copelas se deben limpiar previamente por medio de un cepillo o aspirador; y nuevamente por acción de un aspirador, antes de colocarse el régulo de plomo.

**Técnica:**

Las copelas se introducen aisladamente, cuando la mufla está al rojo blanco. Es recomendable dejar las copelas dentro de la mufla por unos 15 minutos, a continuación, mediante una pinza, se coloca el régulo sobre la copela; después de esto se debe cerrar la puerta de la mufla, hasta obtener la completa fundición del plomo, lo cual se reconoce porque presentan una superficie limpia y brillante; después de este momento se debe mantener abierta la puerta del horno para asegurar una corriente constantemente renovada de aire; a fin de oxidar al plomo y formar PbO, que conjuntamente con los demás óxidos metálicos, es absorbido por la copela. Dichos óxidos no serían absorbidos por la copela si se hallan al estado puro. Los metales no combinados no son absorbidos por la copela; solo trazas de oro y plata pueden ser arrastrados por el PbO hacia la copela. Ante la presencia de una alta concentración de cobre, aumenta este peligro de absorción del metal noble.

### **Incuartación: Regulo de plomo argento-aurífero**

Si hay predominio de oro debe llevarse a cabo la Incuartación. Esta operación consiste en colocar sobre un pedazo de plomo laminado el glóbulo ya pesado, junto con una determinada cantidad de plata elemental en forma de alambre. Esta cantidad de plata debe ser por lo menos 3 veces mayor que el peso del glóbulo.

La Incuartación tiene por objeto facilitar la disolución de la plata contenida en el glóbulo, ya que cuando se encuentra en pequeña proporción se hace insoluble en el momento de la partición.

### **Partición:**

El glóbulo laminado se coloca en un vaso de 100 ml. y se somete a la acción de 1-2 ml. de ácido nítrico o sulfúrico hasta que se note que el residuo que queda en el fondo del vaso, es oro. El ataque con el ácido debe ser en caliente. Cuando se ha obtenido el oro puro, se retira el vaso de la fuente de calor, se decanta el líquido y el residuo de oro se lava varias veces con agua destilada, por decantación. Finalmente, el residuo insoluble en ácido se traspasa a un crisol de porcelana de 2 ml se le calienta suavemente para desecar. Se deja enfriar. El residuo seco y frío se le traspasa al platillo de la balanza de precisión y se le pesa. Así, obtenemos directamente el peso del oro. Si del peso original del glóbulo restamos el peso del oro, la diferencia corresponde a la plata.

Pesada del oro.

Anexo 2.

## **ANÁLISIS DE ORO EN SOLUCIONES DE CIANURACIÓN**

### **MÉTODO DE CHIDDY**

- A 365 cc de solución de cianuración se añade suficiente cantidad de cianuro de sodio para llevar la concentración de la solución a 0,50% de NaCN.
- Se agregan 45 cc de solución saturada de acetato de plomo  $Pb(C_2H_3O_2)_2$  y 5,0 gramos de polvo de zinc.
- Se agita bien y se calienta por 20 o 30 minutos. No se hace hervir.
- Seguidamente se añade 25 cc de ácido clorhídrico y se deja reposar sobre la estufa caliente hasta que el zinc se disuelva y forme una esponja.
- La solución se decanta y se lava la esponja de agua y luego se seca.
- La esponja seca se disuelve en una l mina de plomo para elevar el peso hasta unos 20 gramos y enseguida se copela.

Cálculo del contenido de oro

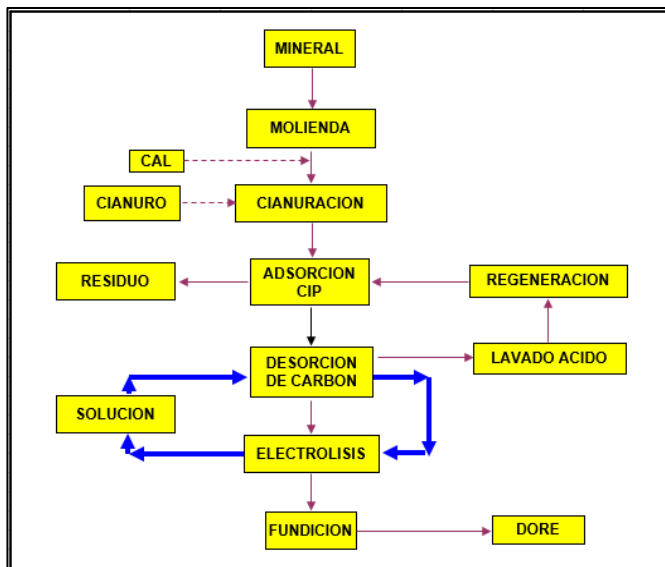
Se expresa la ley de oro en gramos por litros de solución aplicando la siguiente proporción:

$$\frac{\text{Peso Botón de oro} \times 1000}{\text{cc de solución tomados}}$$

[33]

Anexo 3.

### PROCESO DE CARBÓN EN PULPA CIP



**Figura 26.** Proceso de carbón en pulpa CIP

**Fuente:** Elaboración propia