# UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN AGUSTÍN

## FACULTAD DE INGENIERÍA DE PROCESOS

### ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA

# APLICACIÓN DE LA CIANURACIÓN AMONIACAL PARA MINERALES AURÍFEROS CON ALTO CONTENIDO DE COBRE EN MINERA LAYTARlaytarUMA S.A.


Tesis presentada por el Bachiller:

TORRES VÁSQUEZ, JOSÉ ALONSO


Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO METALURGISTA

AREQUIPA – PERÚ

2016

*Mientras más grande es el esfuerzo,*

*mayor es la recompensa.*

ASESOR:

DR. ING. VICTOR BENIGNO ASCUÑA RIVERA

## AGRADECIMIENTO

A la alta dirección y gerencia de Minera Laytaruma S.A., en especial al ingeniero Juan Carlos Campos Condori por brindarme las facilidades necesarias para poder realizar el presente trabajo de investigación.

A mis compañeros del área de Investigaciones Metalúrgicas por su apoyo y comprensión.

Al ingeniero Luis Aquise por su constante apoyo y guía, lo cual me permitió culminar el presente trabajo de investigación.

A mis profesores de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Nacional de San Agustín, por haber contribuido con su conocimiento en mi desarrollo académico.

## DEDICATORIA

A Dios, cuya presencia me ha permitido seguir adelante ante cualquier reto que se me presentase en la vida.

A mis padres José y Mónica por su amor, trabajo y sacrificio, lo cual me forjó como la persona que soy el día de hoy y me ha permitido llegar hasta aquí.

A mis abuelitos, cuyo amor incondicional e inagotable son el motor y motivo de mi vida.

A mi hermano, por su eterna fidelidad, compañía y alegrías, en espera que este logro sea tomado como ejemplo a seguir en su vida.

En memoria de Francisco Carlos Adelqui Torres Guillén Q.E.P.D. y Q.D.D.G.

En memoria de Víctor David Torres Guillén Q.E.P.D. y Q.D.D.G.

## RESUMEN

### “APLICACIÓN DE LA CIANURACIÓN AMONIACAL PARA MINERALES AURÍFEROS CON ALTO CONTENIDO DE COBRE EN MINERA LAYTARUMA S.A.”

En el presente trabajo se investigó el tratamiento de un mineral aurífero con alto contenido de cobre por procesos de cianuración convencional, pre-tratamiento con amoniaco y cianuración amoniacal. La muestra mineral de propiedad de Minera Laytaruma S.A. fue debidamente caracterizada y acondicionada para la realización de las pruebas. Mediante la realización de pruebas metalúrgicas se demostró y evaluó el comportamiento de la disolución de oro, plata y cobre en estos sistemas de lixiviación.

En las pruebas de cianuración convencional se observó una severa interferencia del alto contenido de cobre presente en el mineral sobre la extracción de oro y el consumo de cianuro de sodio. El pre-tratamiento con amoniaco demostró eliminar rápidamente la interferencia del cobre, permitiendo en las pruebas de cianuración realizadas posteriormente una casi completa extracción de oro y una notable reducción en el consumo de cianuro de sodio. En las pruebas de cianuración amoniacal se realizó un diseño experimental Box-Behnken con la finalidad de mostrar los efectos de la concentración de cianuro de sodio (NaCN), amoniaco ($NH_3$) y nitrato de plomo ($PbNO_3$) sobre la extracción de oro. Como resultado del análisis del diseño experimental se mostró que las concentraciones de cianuro de sodio y de amoniaco son estadísticamente significantes, mientras tanto la adición de nitrato de plomo resultó ser insignificante. Incrementando la concentración de amoniaco incrementa la extracción de oro, reduciendo considerablemente el consumo de cianuro.

Esta serie de pruebas y resultados obtenidos mostraron a la cianuración amoniacal y al pre-tratamiento con amoniaco como procesos muy prometedores para el tratamiento de minerales auríferos con alto contenido de cobre.

**ÍNDICE**

**Agradecimiento**

**Dedicatoria**

**Resumen**

**Índice**

**CAPÍTULO I.- GENERALIDADES** ..... **11**

1.1 Introducción ..... 11
1.2 Planteamiento del problema ..... 12
1.3 Justificación ..... 13
1.4 Objetivos ..... 13
1.4.1 Objetivo general ..... 13
1.4.2 Objetivos específicos ..... 14
1.5 Hipótesis ..... 14
1.6 Metodología ..... 14
1.7 Ubicación y localización del proyecto ..... 14
1.7 Alcance ..... 15

**CAPÍTULO II.- MARCO TEÓRICO** ..... **16**

2.1 El Oro ..... 16
2.1.1 Historia ..... 16
2.1.2 Propiedades físicas ..... 17
2.1.3 Propiedades químicas ..... 18
2.1.4 Producción ..... 20
2.1.5 Aplicaciones ..... 23
2.2 Yacimientos y minerales de Oro ..... 26
2.2.1 Origen de los yacimientos de Oro en el mundo ..... 26
2.2.2 Yacimientos de Oro en el Perú ..... 27
2.2.3 Tipos de Yacimientos ..... 29

2.2.4 Minerales auríferos ..... 30
2.3 Química del Oro en medio acuoso ..... 31
2.4 Cianuración ..... 36
2.4.1 Generalidades del proceso ..... 36
2.4.2 Cianuro en medio acuoso ..... 39
2.4.3 Mecanismo de disolución del Oro ..... 41
2.4.4 Interferencia de las impurezas ..... 48
2.4.5 Efecto de las variables del proceso ..... 53
2.4.6 Síntesis del proceso de cianuración ..... 58
2.4 Cianuración amoniacal ..... 59
2.5.1 Definición y generalidades ..... 59
2.5.2 Características del proceso ..... 62
2.5.3 Variables ..... 63
2.5.4 Mecanismo de disolución del cobre en soluciones amoniacales ..... 64
2.6 Recuperación de Oro a partir de soluciones cianuradas ..... 72
2.6.1 Carbón activado ..... 72
2.6.1.1 Características generales del carbón activado ..... 72
2.6.1.2 Técnicas de adsorción ..... 73
2.6.2 Merrill Crowe ..... 77
2.6.3 Intercambio iónico ..... 77

**CAPÍTULO III.- DESCRIPCIÓN DEL PROCESO EN MINERA LAYTARUMA S.A. .. 79**

3.1 Localización ..... 79
3.2 Descripción general ..... 80
3.3 Etapa de recepción de mineral ..... 80
3.3.1 Pesado de lotes ..... 80
3.3.2 Chancado de lotes ..... 80
3.3.3 Muestreo de lotes ..... 83
3.3.4 Homogenización y creación de comunes ..... 84
3.3.5 Diagrama de flujos ..... 84
3.4 Análisis químico - Laboratorio ..... 85
3.4.1 Determinación de humedad ..... 85
3.4.2 Preparación de muestras ..... 85

3.4.3 Determinación de metales ..... 86
3.4.4 Pruebas metalúrgicas ..... 86
3.5 Etapa de Molienda ..... 87
3.6 Etapa de lixiviación y adsorción (CIP-CIL) ..... 89
3.7 Etapa de desorción, electrodeposición y fusión ..... 91
3.8 Deposición de relaves ..... 92
3.9 Balance del proceso ..... 94

**CAPÍTULO VI.- DESARROLLO EXPERIMENTAL ..... 96**

4.1 Recursos empleados ..... 96
4.1.1 Equipos ..... 96
4.1.2 Materiales ..... 97
4.1.3 Reactivos ..... 97
4.2 Muestra Mineral ..... 98
4.2.1 Procedencia ..... 98
4.2.2 Propiedades ..... 99
4.2.3 Análisis granulométrico ..... 99
4.2.4 Análisis químico ..... 102
4.2.5 Análisis mineragráfico ..... 103
4.2.6 Análisis mineralógico ..... 108
4.3 Pruebas experimentales ..... 109
4.3.1 Pruebas de cianuración convencional ..... 110
4.3.2 Pruebas de pre-tratamiento con amoniaco ..... 113
4.3.3 Pruebas de cianuración amoniacal ..... 116
4.4 Diseño experimental ..... 120

**CAPÍTULO V.- RESULTADOS Y DISCUSIONES ..... 123**

5.1 Cianuración convencional ..... 123
5.1.1 Extracción de Oro ..... 123

5.1.2 Extracción de Cobre ..... 124
5.1.3 Extracción de Plata ..... 126
5.1.3 Consumo de cianuro de sodio ..... 127
5.2 Cianuración convencional ..... 128
5.2.1 Extracción de Oro ..... 129
5.2.2 Extracción de Cobre ..... 130
5.2.3 Extracción de Plata ..... 132
5.2.3 Consumo de cianuro de sodio ..... 133
5.3 Cianuración amoniacal ..... 135
5.3.1 Resultados de las pruebas experimentales ..... 136
5.3.2 Análisis del diseño experimental ..... 140

**Conclusiones**

**Recomendaciones**

**Referencias bibliográficas**

**Anexos**

# CAPÍTULO I

# GENERALIDADES

## 1.1 INTRODUCCIÓN

Nuestro país es eminentemente minero, remontándose su actividad minera a épocas muy antiguas, es decir a la época precolombina con la explotación y trabajo de elementos denominados líticos o metales livianos así como el oro y la plata, utilizados para fabricar una serie de utensilios, ornamentos, adornos y objetos ceremoniales, tal como sucedió en el incanato el oro fue utilizado para decorar sus templos y palacios que en la época de la conquista deslumbró a los españoles, después de eso en la época de la colonia, la minería fue una actividad muy importante, puesto que el atesoramiento de metales preciosos era la principal fuente de riqueza de las principales ciudades europeas, dentro de ellas España, lo cual motivó a que en la época de la colonia la extracción de metales se redujera prácticamente sólo a oro, plata y mercurio, ya que el mercurio era el principal insumo requerido para recuperar oro y plata por el proceso conocido como amalgamación. Desde el inicio de la época de la independencia e inicio de la república hasta nuestros días la minería aurífera ha sufrido una serie de altibajos debido a una serie de problemas, entre los más importantes, las leyes casi siempre no favorables para el sector dadas por el gobierno de turno y la falta de capital.

A lo largo de los últimos años, empresas locales y extranjeras han venido efectuando una agresiva campaña de exploración mineral que ha hecho posible el descubrimiento o re-descubrimiento de yacimientos auríferos de importancia. Actualmente la variedad de tipos de yacimiento existentes han originado el desarrollo de operaciones a diferentes escalas tanto subterráneas como a tajo abierto. Entre los mayores productores de oro en el Perú destacan las empresas: Minera Yanacocha, Minera aurífera Retamas, Compañía Minera Poderosa, Consorcio Minero Horizonte y Compañía de minas Buenaventura.

El objetivo del procesamiento de menas auríferas es el de extraer el oro con un mínimo costo de producción y una máxima eficiencia en el proceso. Desde el punto de vista operativo, un mineral aurífero que permite una recuperación mayor a 85 – 90% cuando se encuentra en una granulometría normalmente de 70 - 80% -m200 y se trata con lixiviación directa con solución débil de cianuro, se le define

como un mineral dócil o tratable, mientras que una mena que requiera una molienda extremadamente fina y/o un pre-tratamiento antes de la cianuración se le puede definir como un mineral refractario o no dócil. La refractariedad de los minerales auríferos es determinada por la resistencia que ofrecen estos a tratamientos convencionales con soluciones de cianuro, esta refractariedad puede ser causada por: Diseminación muy fina o encapsulamiento de las partículas de oro, presencia de materiales carbonáceos, presencia de elementos cianicidas o consumidores de cianuro y presencia de elementos consumidores de oxígeno.

Se sabe que la lixiviación con soluciones de cianuro es el método preferido para la extracción de oro, sin embargo no siempre se puede aplicar este método de manera eficiente debido a características propias del mineral como las mencionadas líneas arriba. Para el desarrollo de presente trabajo se tiene un mineral aurífero con alto contenido de cobre, el principal problema que genera altos contenidos de cobre en la lixiviación con soluciones de cianuro es el alto consumo de cianuro lo cual vuelve ineficiente el proceso de cianuración convencional debido a bajas extracciones de oro por la deficiencia de cianuro libre en la solución.

Para contrarrestar los efectos del alto contenido de cobre en el mineral aurífero de estudio se planteó la aplicación de la cianuración amoniacal, permitiendo mediante este proceso una extracción eficiente de oro con un consumo de reactivos menores al de la cianuración convencional.

## 1.2 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Desde tiempos pasados la actividad minera en el Perú ha constituido una de las principales piezas económicas, la producción minera del Perú está concentrada en un alto porcentaje en la producción metálica, ello se debe a la gran riqueza y variedad de minerales que alberga el territorio peruano, con yacimientos aún por explotar, predominando la producción de cobre, plata, oro, plomo, zinc, etc.

El Perú es uno de los países más rico en minerales, esto se debe a la diversidad de relieve y la fuerte acción telúrica siendo considerado, territorio polimetálico, donde se reconoce hasta 40 tipos de metales, y solo se explotan 16, correspondiendo el 99% a los minerales principales (cobre, plata, oro, zinc, hierro y plomo) y el resto a minerales secundarios (bismuto, estaño, tungsteno, antimonio,

etc.), es aquí donde nace el problema a estudiar, al ser las menas de oro tan variables mineralógicamente muchas veces su tratamiento no es factible o eficiente por métodos convencionales, por tal motivo existe la necesidad de establecer nuevas tecnologías y tratamientos que posibiliten el tratamiento de éstas de una manera eficiente.

Actualmente la cianuración es uno de los métodos más utilizado en la extracción de oro en nuestro país, basado en la solubilidad del oro y la plata en soluciones de cianuro, sin embargo, tenemos conocimiento que el cianuro no es exactamente un lixiviante selectivo para menas de oro y plata debido a que existen otros metales que son altamente solubles en soluciones de cianuro, como es el caso del cobre.

Minera Laytaruma S.A. se abastece de mineral por medio de la compra a pequeños productores mineros legales por tal recibe mineral aurífero de diferente composición y mineralogía lo cual hace más compleja la extracción de los metales. Es necesario entonces investigar la aplicación de la cianuración amoniacal con la finalidad de mejorar la extracción de oro y disminuir el consumo de reactivos, lo cual va a redundar en la rentabilidad de la empresa.

## 1.3 JUSTIFICACIÓN

El presente trabajo de investigación se justifica en la necesidad de establecer tecnologías no convencionales que permitan aprovechar de manera óptima la gran variedad de recursos minerales que tenemos en nuestro país, logrando así mejores recuperaciones con menor consumo de reactivos.

Para hacer de ésta una tecnología más eficiente es necesaria una mayor comprensión y caracterización de los procesos involucrados, y de este modo aprovechar al máximo sus capacidades.

## 1.4 OBJETIVOS

### 1.4.1 OBJETIVO GENERAL

Evaluar la aplicación de la cianuración amoniacal con la finalidad de mejorar la extracción de oro y disminuir el consumo de cianuro.

### 1.4.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

Realizar pruebas metalúrgicas para evaluar el afecto del alto contenido de cobre en la extracción de oro y el consumo de reactivos.

Describir el proceso de cianuración amoniacal para así poder establecer un método tecnológico para el tratamiento de minerales auríferos con alto contenido de cobre.

Realizar la caracterización mineralógica del mineral aurífero, para así poder identificar y cuantificar los minerales presentes en la mena y la ganga, así como poder identificar el tamaño de partícula y morfología de las partículas de oro.

Aplicar la metodología de las superficies de respuesta para investigar el efecto de la concentración de cianuro, amoniaco y nitrato de plomo en la extracción de oro.

## 1.5 HIPÓTESIS

La aplicación de la cianuración amoniacal permite mejorar la extracción de Oro y disminuir el consumo de reactivos como es el caso del cianuro de sodio.

## 1.6 METODOLOGÍA

En el presente trabajo se aplicó la metodología de las superficies de respuesta, con la ayuda de un diseño Box-Behnken se establecieron experimentos para investigar los efectos de las concentraciones de cianuro de sodio (NaCN Kg/TM), amoniaco (NH3 Mol/L) y nitrato de plomo (PbNO3 g/TM). Para ello se realizaron pruebas metalúrgicas con la finalidad de determinar el porcentaje de extracción de oro frente a distintas condiciones de tratamiento.

## 1.7 UBICACIÓN Y LOCALIZACIÓN DEL PROYECTO

La ubicación del siguiente proyecto tiene lugar en la planta de beneficio de Minera Laytaruma S.A. La zona de estudio se encuentra ubicada en el fundo denominado

“Laytaruma”, el mismo que pertenece a la jurisdicción del distrito de Sancos, provincia de Lucanas en el departamento de Ayacucho. Se encuentra ubicado en la quebrada Laytaruma a una altitud de 1,060 m.s.n.m. Se accede al área del proyecto desde la ciudad de Lima, a través de la Panamericana Sur hasta el kilómetro 572, desde el cual se accede a través de una vía afirmada de 44 Km. hasta la zona del proyecto.

## 1.8 ALCANCE

El alcance del presente proyecto es el de contribuir directamente en la generación de nuevo conocimiento en el tratamiento de minerales auríferos con alto contenido de cobre y mediante la realización de pruebas metalúrgicas demostrar la efectividad del proceso planteado.

Finalmente la realización del presente trabajo de investigación pretende motivar a los estudiantes de la escuela profesional de ingeniería metalúrgica de la Universidad Nacional de San Agustín a realizar trabajos de investigación en las distintas ramas de la metalurgia.

# CAPÍTULO II

# MARCO TEÓRICO

## 2.1 EL ORO

El oro es un elemento químico de número atómico 79, que está ubicado en el grupo 11 de la tabla periódica. Es un metal precioso blando de color amarillo. Su símbolo es Au (del latín aurum, 'amanecer brillante').

Es un metal de transición blando, brillante, amarillo, pesado, maleable y dúctil. El oro no reacciona con la mayoría de los productos químicos, pero es sensible y soluble al cianuro, al mercurio, al agua regia, cloro y a la lejía. Este metal se encuentra normalmente en estado puro, en forma de pepitas y depósitos aluviales.

### 2.1.1 HISTORIA

El oro fue el primer metal que llamo la atención del hombre, ya que es uno de los pocos que se encuentra en la naturaleza en un estado relativamente puro y resiste la acción del fuego sin ennegrecerse o experimental ningún tipo de daño.

En la época del neolítico el hombre alcanzo el hacha de piedra, la domesticación del perro, el cultivo de cereales, vivió principalmente de la caza y al fin de la época comenzó a sustituir a la piedra por el metal: no se sabe cómo llego a este resultado; pero es probable que recogiera primeramente los metales que aparecen puros en la superficie de la tierra; el Oro, la plata y el cobre.

El oro está indisolublemente ligado a las civilizaciones, del Hemisferio oriental, y la historia relata siglo tras siglos. Como las naciones han escalado las cimas más altas de poder. Así encontramos en Egipto, a fines del paleolítico, seis milenios antes de nuestra era, principio la edad del oro.

El oro de Egipto, en esa época, provenía de Nubia, al Sur del Sudan, donde los placeres auríferos cubrían extensas Áreas cuadradas fueron trabajados hasta una profundidad de dos metros. Es muy probable que la minería de esos placeres auríferos comenzara en esa región hace unos 600 años. Más tarde en esa región se comenzó a trabajar los filones auríferos. Los

primitivos instrumentos utilizados en esos comienzos de la minería de subsuelo fueron martillos de Piedra. Los primeros trabajos mineros para la extracción del oro en Nubia, de que se tiene noticias, provienen de los monumentos de la cuarta dinastía, referente a unos mineros lavando oro.

En Egipto se han hallado los documentos más antiguos sobre el oro, va que el signo que lo representa aparece en diversas inscripciones de la época de las primeras dinastías mefeticas, y no solo esto, sino que parece ser que Egipto fue la mayor potencia aurífera de los tiempos antiguos.

En Mesopotamia, el oro era conocido y explotado antes de ser conquistado hacia el año 2000 A.C., Se ignora de qué parte de Caldea procedía el oro. Persia, Armenia y Fenicia fueron productores de oro muchos antes de nuestra era. Persia era rica en metales preciosos. Ciro y Darío, en el Siglo VI a. C, reciben tributo en forma de oro hasta el punto que alcanzaron un gran poder tanto en el interior como en el exterior del país. Los fenicios obtenían su oro valiéndose de transacciones con los pueblos que visitaban. El mismo Heródoto relata que los cartaginenses navegaban por la costa occidental de África a fin de cambiar sus mercancías por oro en los pueblos ribereños.

En el siglo IV d.C. aumento la circulación del oro particularmente en la forma de moneda; este incremento se debió en la época de Constantino cuando se insistía en que el pago de los impuestos y otras deudas al gobierno se efectuaron en oro.

El establecimiento de la moneda oro de gran pureza. Con el descubrimiento de América, a fines del siglo XV, se inaugura la Edad Moderna, vuelve abundar el metal. México, Chile y Bolívar produjeron grandes cantidades de oro que enriquecieron los capitales de Europa durante los siglos XVI, XVII, Y XVIII.

### 2.1.2 PROPIEDADES FÍSICAS

El oro es un metal maleable y dúctil, presenta varias tonalidades de color amarillo dependiendo de su pureza, no se corroe y no se empaña; en forma de lingote se le puede trocear, modelar y martillar en frío; en forma de lámina, puede no sobrepasar el espesor de un 1/15 de micra, o la 10/5 de

una milésima de milímetro; con una onza de oro, o 30 gramos, se puede cubrir una superficie de 30 metros cuadrados. En la forma de hilo el oro se puede estirar hasta alcanzar longitudes increíbles, una onza de metal alcanzaría más de 90 kilómetros. El oro es muy resistente, su límite de elasticidad es de 4 kilogramos por milímetro cuadrado, su carga de ruptura alcanza los 13 kilogramos por milímetro cuadrado. Es de fácil soldadura autógena, buen conductor eléctrico y buen aislante del calor y del frío.

**Tabla N°1.1. Propiedades físicas del oro. Fuente: Wikipedia.**

| Propiedades físicas | |
|---|---|
| **Estado ordinario** | Sólido |
| **Densidad** | 19 300 kg/m3 |
| **Punto de fusión** | 1337,33 °K (1064 °C) |
| **Punto de ebullición** | 3129 °K (2856 °C) |
| **Entalpía de vaporización** | 334,4 kJ/mol |
| **Entalpía de fusión** | 12,55 kJ/mol |
| **Presión de vapor** | 0,000237 Pa a 1337 °K |

### 2.1.3 PROPIEDADES QUÍMICAS

El oro es uno de los metales menos activos químicamente, tiene dos estados de oxidación +1 y +3, forma aleaciones con la plata y el cobre; no se oxida ni se quema en el aire, ni en el agua a ninguna temperatura, tampoco actúan sobre él los ácidos clorhídrico, sulfúrico y nítrico. Solo lo hace el ácido telúrico y selénico.

Para disolverlo químicamente se emplea un agente oxidante con otro capaz de formar complejos, como ocurre con la mezcla de ácido nítrico y clorhídrico, denominado “agua regia” porque puede disolver el rey de los metales. El oro es susceptible a soluciones de cianuro y cloro, por lo tanto, los cloruros y cianuros son compuestos importantes de oro.

El oro puede tener valencia $1^+$ o $3^+$ en sus compuestos. La tendencia a formar complejos es tan fuerte que todos los compuestos de oxidación $3^+$ son complejos. Los compuestos del estado de oxidación $1^+$ no son muy estables y tienden a oxidarse al estado $3^+$ o reducirse a oro metálico. Todos los compuestos de cualquier estado de oxidación se reducen con facilidad.

En sus complejos el oro forma enlaces más fácilmente y más estables con los halógenos y el azufre, menos estables con oxígeno y fósforo y muy débiles con nitrógeno. Los enlaces entre oro y carbono son normalmente estables, como en los complejos de cianuro y varios compuestos orgánicos.

**Tabla N°1.2. Propiedades químicas del oro. Fuente: Wikipedia.**

| Propiedades químicas | |
|---|---|
| **Nombre, símbolo, número** | Oro, Au, 79 |
| **Serie química** | Metales de transición |
| **Grupo, período, bloque** | 11, 6, d |
| **Masa atómica** | 196,966569(4) u |
| **Configuración electrónica** | $[Xe]4f^{14}5d^{10}6s^1$ |
| **Dureza Mohs** | 3,0 |
| **Electrones por nivel** | 2, 8, 18, 32, 18, 1 |
| **Radio medio** | 135 pm |
| **Electronegatividad** | 2,54 (Pauling) |
| **Radio atómico (Calc.)** | 174 pm (Radio de Bohr) |
| **Radio covalente** | 144 pm |
| **Estado(s) de oxidación** | 3, 1 (Anfótero) |
| **1.ª Energía de ionización** | 890,1 kJ/mol |
| **2.ª Energía de ionización** | 1980 kJ/mol |

Al disolver oro en agua regia se forma ácido cloro-áurico, $AuCl_4H$, en el que el oro forma parte del ion complejo negativo $AuCl4^-$. Calentando este complejo se desprende cloruro de hidrógeno, y queda cloruro áurico, $Cl_3Au$, rojo y cristalino. Si el cloruro áurico se calienta a 180 °C se forma cloruro auroso, ClAu, y cloro. El óxido auroso, $Au_2O$, es un polvo violeta; el hidróxido correspondiente, AuOH, es una base débil. El óxido áurico, $Au_2O_3$, es pardo y su hidróxido, Au (OH)3, es un ácido débil capaz de reaccionar con las bases fuertes, formando sales llamadas auratos. El cianuro potásico reacciona con las sales aurosas y áuricas formando aurocianuro, $Au\ (CN)_2K$, y auricianuro, $Au\ (CN)_4K$, sales complejas incoloras, cuyas disoluciones se utilizan para el dorado electrolítico.

### 2.1.4 PRODUCCIÓN

Escasas estadísticas han investigado todas las producciones de oro que incluían hasta en los siglos más remotos y en las regiones más apartadas; las posibilidades de documentación y los datos que aportan, están posiblemente plagadas de inexactitudes; sin embargo sus evaluaciones pueden ceñirse bastante a la realidad con un error relativamente admisible, las estadísticas retrospectivas deben ser contempladas según los investigadores, no como absolutamente correctas sino aproximadamente verosímiles.

Según el historiador René Sedillot, las inexactitudes relativas a las épocas más remotas revisten una importancia mínima, en efecto, la producción insignificante en sus orígenes, sin gran trascendencia en lejanos milenios, se acrecentó considerablemente a medida que aumentó la población en la tierra; al aumentar ésta, se intensifica su búsqueda y con ellos las técnicas para su extracción.

Los historiadores han dividido la historia del hombre según las etapas del metal utilizado. La primera etapa corresponde a la Edad del Cobre, lapso de 2400 años, del 4500 al 2100 a.C. La extracción de ese lapso según los historiadores alcanzaría a 920 toneladas métricas, sobre esta cifra África participaría con 730 toneladas, Asia con 140 y Europa con 50. El promedio anual era menos de una tercera parte de una tonelada.

En la Edad de Bronce del 2100 a.C al 1200 a.C, lapso de 900 años, la producción según los historiadores alcanzaría África a 2645 toneladas y Europa con 400 toneladas. Promedio de 3 toneladas anuales, esto es un incremento de producción que equivale a 8 veces de la etapa anterior.

En la edad de Hierro del 1200 al 50 a.C, es decir un lapso de 1150 años, la producción de oro alcanzaría según los historiadores a 4120 toneladas, de las que África participó con 1415 toneladas, Asia con 895 y Europa con 1810 toneladas o sea una producción anual de 3,6 toneladas aproximadas.

En la etapa que corresponde al Imperio Romano, del año 50 al año 500 d.C., lapso de 550 años, la producción de oro alcanzaría a 2570 toneladas, de las cuales África participaría con 320 toneladas, Asia con 540 toneladas y Europa con 1710 toneladas, un promedio anual de 4,7 toneladas.

En la etapa que transcurre desde la caída del Imperio Romano hasta el descubrimiento de América, del año 500 a 1492, lapso de aproximadamente 1000 años, donde comienza la época de las invasiones de los Bárbaros y la Edad Media, la producción de oro disminuye y cae a 2312 toneladas, que corresponde 838 a África, 903 a Asia y 571 a Europa, el promedio anual desciende a 2,4 toneladas.

Los 400 años que van desde el descubrimiento de América (1492) hasta la puesta en explotación del distrito del Rand (Sur África 1890), o sea prácticamente los comienzos del siglo 20, la producción de oro alcanza espectacularmente la cantidad de 16.469 toneladas, que corresponde: 1.579 para África, 1.116 para Asia, 2.647 para Europa y Siberia, 7.665 para América y 3.462 para Oceanía.

En resumidas cuentas, para fines del siglo XIX el mundo produjo más oro en los últimos cuatro siglos que en el transcurso de los 6000 años anteriores, siendo el promedio anual para fines del siglo XIX aproximadamente de unas 40 toneladas.

En el siglo XX, la producción de oro viene caracterizada por un salto hacia delante y luego estancamiento. Dicho salto se produce al iniciarse el siglo, gracias a la presencia del oro Sur Africano. En el lapso de 1900 a 1920, a pesar de la primera Guerra Mundial el mundo produce tanto oro como todo el siglo XIX. En el lapso de 1921 a 1940 se incrementa la producción

estimulada por la crisis económica imperante que hace disminuir los salarios y las devaluaciones monetarias que suben el precio del oro. En 1940 se alcanza una producción tope de 1.275 toneladas.

Durante el periodo de 1941 a 1945 segunda Guerra Mundial, la extracción de oro se estabilizó momentáneamente; pero al renacer la paz se establece el nivel de producción que existía antes de la contienda.

El decenio de 1961 – 1970 representa una producción como toda la del siglo XIX, con pocas toneladas de diferencia; la producción de 1970 alcanzó una nueva cima, llegando aproximadamente a las 1.800 toneladas de oro estabilizándose la producción.

Resumiendo, las cifras que han investigado los historiadores y economistas desde los comienzos de la historia del oro hasta 1979 alcanzan un total de 77.358 toneladas métricas. Para la producción total del oro en el mundo en sus 6000 años de historia, de los cuales más de la mitad (48.500 toneladas métricas) han sido producidas en siglo XX (1900 a 1999).

El Perú posee el 5% de las reservas mundiales de oro estimadas en un total de 56,000 toneladas métricas, ubicándose así como el sexto país con mayores reservas de este metal precioso en el mundo, informó hoy la Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía (SNMPE).

Según estimados de la U.S. Geological Survey, el Perú tiene reservas de oro de aproximadamente 2,800 toneladas métricas.

Asimismo, indicó que la nación que lidera el ranking con las mayores reservas de oro es Australia con 9,100 toneladas métricas, Rusia con 8,000 TM, África con 6,000 TM, Estados Unidos con 3,000 TM e Indonesia con 3,000 TM.

La SNMPE señaló que de las 3,000 toneladas métricas de oro que se reportaron como producción en el mundo en el 2015, el Perú respondió por el 4.8% (145 toneladas), lo que le permitió afianzarse como el sexto productor mundial de este metal precioso.

De las 145 toneladas métricas de oro registradas como producción en el Perú al cierre del 2015 superaron en cinco toneladas a la reportada en el año 2014.

En el año 2015, China se consolidó en el primer productor mundial de oro con una producción de 490 toneladas, seguido por Australia con 300 TM, Rusia 242 TM, Estados Unidos 200 TM y Canadá 150 TM. (Fuente: Sociedad Nacional de Minería y Petróleo).

**Tabla N°1.3. Producción minero metálica de Oro los últimos 10 años. Fuente: MEM, Boletín estadístico Febrero 2016.**

| Año | Cobre | Oro | Zinc | Plata | Plomo | Hierro | Estaño |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | TMF | g finos | TMF | kg finos | TMF | TMF | TMF |
| 2007 | 1,190,274 | 170,235,885 | 1,444,361 | 3,501,462 | 329,165 | 5,185,254 | 39,019 |
| 2008 | 1,267,867 | 179,870,495 | 1,602,597 | 3,685,931 | 345,109 | 5,243,278 | 39,037 |
| 2009 | 1,276,249 | 183,994,714 | 1,512,931 | 3,922,709 | 302,459 | 4,418,768 | 37,503 |
| 2010 | 1,247,184 | 164,084,409 | 1,470,450 | 3,640,466 | 261,990 | 6,042,644 | 33,848 |
| 2011 | 1,235,345 | 166,186,738 | 1,256,383 | 3,418,863 | 230,199 | 7,010,938 | 28,882 |
| 2012 | 1,298,761 | 161,544,686 | 1,281,282 | 3,480,857 | 249,236 | 6,684,539 | 26,105 |
| 2013 | 1,375,641 | 156,257,425 | 1,351,273 | 3,674,283 | 266,472 | 6,680,659 | 23,668 |
| 2014 | 1,377,642 | 140,097,028 | 1,315,475 | 3,768,147 | 277,294 | 7,192,592 | 23,105 |
| 2015 | 1,700,814 | 145,031,264 | 1,421,513 | 4,102,110 | 315,784 | 7,320,807 | 19,511 |
| **2016** | **326,442** | **25,164,179** | **209,253** | **700,980** | **51,148** | **1,332,611** | **2,677** |

**Tabla N°1.4. Producción minero metálica de Oro por empresas. Fuente: MEM, Boletín estadístico Febrero 2016.**

| PRODUCTO / EMPRESA | 2015 | 2016 | Part% | Var% |
|---|---|---|---|---|
| ORO / g finos | 23,247,410 | 25,164,179 | 100% | 8.25% |
| MINERA YANACOCHA S.R.L. | 5,566,778 | 4,019,908 | 15.97% | -27.79% |
| MINERA BARRICK MISQUICHILCA S.A. | 3,542,818 | 2,393,641 | 9.51% | -32.44% |
| CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A. | 1,231,012 | 1,061,852 | 4.22% | -13.74% |
| MINERA AURIFERA RETAMAS S.A. | 871,671 | 995,130 | 3.95% | 14.16% |
| LA ARENA S.A. | 1,200,637 | 958,383 | 3.81% | -20.18% |
| COMPAÑÍA DE MINAS BUENAVENTURA S.A.A. | 1,134,218 | 937,970 | 3.73% | -17.30% |
| COMPAÑIA MINERA PODEROSA S.A. | 710,289 | 859,033 | 3.41% | 20.94% |
| MINERA LAYTARUMA S.A. | 461,587 | 821,749 | 3.27% | 78.03% |
| COMPAÑIA MINERA ARES S.A.C. | 150,060 | 804,017 | 3.20% | 435.80% |
| GOLD FIELDS LA CIMA S.A. | 699,500 | 797,600 | 3.17% | 14.02% |
| OTROS | 7,678,840 | 11,514,896 | 45.76% | 49.96% |

## 2.1.5 APLICACIONES

De la producción mundial de oro el 50% se utiliza en joyería, el 40% en reservas e inversiones y solo al 10% se le da usos industriales.

El oro puro o de 24k es demasiado blando para ser usado normalmente y se endurece aleándolo con plata y/o cobre, con lo cual podrá tener distintos tonos de color o matices. El oro y sus muchas aleaciones se emplean bastante en joyería, en relación con el intercambio monetario (para la fabricación de monedas y como patrón monetario), como mercancía, en medicina, en alimentos y bebidas, en la industria, en electrónica y en química comercial.

El oro se conoce y se aprecia desde tiempos remotos, no solamente por su belleza y resistencia a la corrosión, sino también por ser más fácil de trabajar que otros metales y menos costosa su extracción. Debido a su relativa rareza, comenzó a usarse como moneda de cambio y como referencia en las transacciones monetarias internacionales. Hoy por hoy, los países emplean reservas de oro puro en lingotes que dan cuenta de su riqueza.

En joyería fina se denomina oro alto o de 18k aquél que tiene 18 partes de oro y 6 de otro metal o metales (75 % en oro), oro medio o de 14k al que tiene 14 partes de oro y 10 de otros metales (58,33 % en oro) y oro bajo o de 10k al que tiene 10 partes de oro por 14 de otros metales (41,67 % en oro). En joyería, el oro de 18k es muy brillante y vistoso, pero es caro y poco resistente; el oro medio es el de más amplio uso en joyería, ya que es menos caro que el oro de 18k y más resistente, y el oro de 10k es el más simple. Debido a su buena conductividad eléctrica y resistencia a la corrosión, así como una buena combinación de propiedades químicas y físicas, se comenzó a emplear a finales del siglo XX como metal en la industria.

El oro no es un elemento esencial para ningún ser vivo. Sin embargo, en la antigüedad algunos creían que ingerir sus alimentos diarios servidos en platos de oro podría prolongar su tiempo de vida y retardar el envejecimiento. También durante la gran peste negra en Europa algunos alquimistas pensaron que podrían curar a los enfermos haciéndoles ingerir oro finamente pulverizado. Todo esto son solo supersticiones.

En la actualidad se le ha dado algunos usos terapéuticos: algunos tiolatos (o parecidos) de oro (I) se emplean como antiinflamatorios en el tratamiento de la artritis reumatoide y otras enfermedades reumáticas.6 No se conoce bien

el funcionamiento de estas sales de oro. El uso de oro en medicina es conocido como crisoterapia.

La mayoría de estos compuestos son poco solubles y es necesario inyectarlos. Algunos son más solubles y se pueden administrar por vía oral. Este tratamiento suele presentar bastantes efectos secundarios, generalmente leves, pero es la principal causa de que los pacientes lo abandonen.

El cuerpo humano no absorbe bien este metal, pero sus compuestos pueden ser tóxicos. Hasta el 50 % de pacientes con artrosis tratados con medicamentos que contenían oro han sufrido daños hepáticos y renales.

Otras aplicaciones:

El oro ejerce funciones críticas en comunicaciones, naves espaciales, motores de aviones de reacción y otros muchos productos.

Su alta conductividad eléctrica y resistencia a la oxidación ha permitido un amplio uso como capas delgadas electro depositadas sobre la superficie de conexiones eléctricas para asegurar una conexión buena, de baja resistencia.

Como la plata, el oro puede formar fuertes amalgamas con el mercurio que a veces se emplea en empastes dentales.

El oro coloidal (nano partículas de oro) es una solución intensamente coloreada que se está estudiando en muchos laboratorios con fines médicos y biológicos.

También es la forma empleada como pintura dorada en cerámicas.

El ácido cloro áurico se emplea en fotografía.

El isótopo de oro 198Au, con un periodo de semi-desintegración de 2,7 días, se emplea en algunos tratamientos de cáncer y otras enfermedades.

Se emplea como recubrimiento de materiales biológicos permitiendo ser visto a través del microscopio electrónico de barrido (SEM).

## 2.2 YACIMIENTOS Y MINERALES DE ORO

### 2.2.1 ORIGEN DE LOS YACIMIENTOS DE ORO EN EL MUNDO

El oro es de origen magmático. No existe una capa continua de magma fundido debajo de la corteza sólida de la tierra, aun cuando a gran profundidad la temperatura de la roca debido a la energía geotérmica interna de la Tierra es superior al punto de fusión, la enorme presión de la carga de roca supra yacente impide la fusión. Sin embargo si fuera aligerada la presión, al ser removida la roca supra yacente por la erosión, produciría combaduras hacia arriba y fallamientos, seguido entonces por la fusión y por la producción de magma como resultado final.

Durante el enfriamiento del magma se genera el proceso de diferenciación, que separa los minerales formados de las soluciones acuosas, originándose las rocas ácidas o básicas y las soluciones mineralizadoras.

En el ascenso hacia la superficie, a través de la corteza terrestre, el magma obedece a ciertos cambios en las soluciones, a medida que la temperatura y la presión disminuyen, los diferentes minerales que existían en el fluido rocoso cristalizan y se separan siguiendo un orden de saturación. El magma en su movimiento ascendente puede despegar bloques de rocas y separar estratos o ser inyectado en fracturas y aberturas, formando grandes masas intrusivas como batolitos, stocks o lopolitos. Durante este proceso se produce la diferenciación magmática, que da origen a los fluidos magmáticos en los que se concentran algunos metales que originalmente estaban presentes en el magma pero en escasas proporciones. Estas soluciones hidrotermales transportan los metales desde la intrusión en consolidación hasta el lugar de la deposición del metal y se le considera el factor de mayor importancia en la formación de depósitos epigenéticos. Son soluciones calientes y que gradualmente pierden calor a medida que aumenta la distancia a la intrusión y se aproximan a la superficie, al enfriarse comienzan a depositar los minerales que traen en solución, formando así la serie de depósitos conocidos como hidrotermales que según la profundidad y temperatura en que se forman reciben los nombres de:

- Hipotermales: los formados por las soluciones a alta temperatura y presión (300º y 500º C).

- Mesotermales: los formados por las soluciones a temperaturas y presiones moderadas (175º a 300º).

- Epitermales: los formados a baja temperatura y presión.

El desplazamiento de las soluciones hidrotermales, desde su origen hasta el lugar de deposición de las menas contenidas en ellas, depende de las aberturas que se hallan disponibles en las rocas, es decir, de la porosidad y permeabilidad de las mismas. La mayoría de los yacimientos de oro se han originado de estas emanaciones hidrotermales y unos cuantos se han formado por metamorfismo de contacto del cuerpo ígneo intrusivo original en las rocas adyacentes.

El oro es uno de los metales que se encuentra en la naturaleza en estado nativo, algunas veces en cristales del sistema regular (cúbico) o bien en agujas o granos, dándose a estos últimos el nombre de pepitas cuando son ya de cierta dimensión. Muchas de estas masas de oro son bastante célebres bien sea por su peso o por su aspecto. El oro nativo en masas, más o menos considerables, no ha sido solamente encontrado en los aluviones, sino que también en las rocas ígneas y en los filones. No se encuentra en el estado de pureza absoluta puesto que casi siempre se encuentra aleado con otros metales, sobre todo con la plata en forma de telururos y seleniuros (Silvanita, Krennerita, Muthmannita, Nagyagita, Calaverita y Petzita). Los minerales de oro y plata son difíciles de tratar y frecuentemente son abandonados por esta razón; en cuanto a los telururos de oro, se les concentra mezclándoles con otros minerales de oro. Las menas con oro corrientemente presentan como ganga al cuarzo, pero también pueden hallarse carbonatos, turmalina, fluorita y se halla asociado a pirita, calcopirita o pirrotita. Comúnmente, el oro está contenido en sulfuros básicos metálicos, en minerales afines o en subproductos de oxidación.

### 2.2.2 YACIMIENTOS DE ORO EN EL PERÚ

Nuestro país tiene un gran potencial aurífero, desde el punto de vista metalogenético, los yacimientos auríferos están formados por oro en forma metálica (oro nativo), o formando soluciones sólidas con otros elementos metálicos. Estos yacimientos pueden ser primarios o secundarios.

Los yacimientos primarios o hidrotermales se han formado a temperatura y/o presión moderada a alta, caracterizado por efusiones magmáticas filoneanas, donde el oro se encuentra en forma de vetas angostas de potencia que oscilan entre unos pocos centímetros hasta un metro o más, que resultan de rellenos de fisuras localizadas en las fallas, donde las rocas encajonantes son normalmente graníticas o andesíticas. Un ejemplo de este tipo de yacimientos es el yacimiento de Posco localizado en Arequipa.

Emmons en su libro “Gold deposits of the world” clasifica a los yacimientos de oro de esta forma:

- Segregaciones magmáticas formadas por la consolidación de magmas fundidos.
- Pegmatitas, formadas por las soluciones ígneas acuosas resultantes de la diferenciación magmática.
- Depósitos pirometasomáticos, formados a temperaturas y presiones altas en las rocas invasivas cerca de los contactos de intrusivos ígneos, por fluidos térmicos que emanan de las rocas invasoras.
- Depósitos hipotermales, son filones y depósitos formados por fluidos térmicos a grandes profundidades, altas temperaturas y altas presiones.
- Depósitos Mesotermales, son filones y depósitos formados a profundidades intermedias, a presiones y temperaturas medias.
- Depósitos epitermales, son depósitos y filones formados a profundidades bajas y a presiones y temperaturas relativamente bajas.
- Depósitos originados por soluciones frías, formados por soluciones atmosféricas que recorren la superficie.

El oro en la naturaleza normalmente tiene un origen hipogénico, pero también puede formarse bajo condiciones supergénicas que en este caso corresponde solamente al oro nativo y posiblemente al electrum. El oro nativo secundario se presenta en diversidad de formas como inclusiones, micropelículas, microvenillas, pelos, ramas, dendritas, alambres, ramilletes, filamentos, placas, filigranas, masas esponjosas, hojas y como polvo. La mayor parte del oro secundario en las zonas de oxidación de los yacimientos de oro ocurre en forma de películas aisladas o como micropelículas

adheridas a diferentes productos de oxidación; en ciertos casos el oro acurre íntimamente crecido dentro de otros minerales supergénicos como son la limonita, hematita, pirolusita, malaquita, crisocola, yeso, ópalo, jarosita, calcita, azufre, cerusita, etc.

En nuestro país el enriquecimiento secundario también puede producirse por un simple proceso mecánico, por procesos químicos o por la combinación de ambos. En el primer caso puede ocurrir el enriquecimiento debido a la remoción química de los metales de la ganga, en este caso el oro migra lentamente hacia abajo debido a la gravedad. En segundo lugar el oro puede ser enriquecido por la migración química de este metal. En la mayoría de los depósitos el movimiento del oro es hacia abajo.

### 2.2.3 TIPOS DE YACIMIENTOS

En concordancia con el punto 2.2.2 respecto a los yacimientos de oro en el Perú, se tienen los siguientes tipos:

a) Vetas de cuarzo con oro.- Consiste de cuarzo y oro que rellenan los espacios a lo largo de la zona fracturada en rocas volcánicas y sedimentarias metamórficas, especialmente de edad precámbrica. El contenido de oro suele ser de 0.3 – 0.6 Oz/TC. También existen vetas hidrotermales de cuarzo, minerales carbonáceos, baritina y fluorita que contiene oro o teluros de oro y comúnmente grandes cantidades de plata asociada al oro; éstas ocurren en rocas volcánicas del terciario. Muchos de estos yacimiento contienen entre 0.6 y 1 Oz/TC de oro.
b) Placeres.- Estos yacimientos a su vez pueden clasificarse en: Placeres jóvenes, placeres fósiles o antiguos y placeres marinos. Los placeres jóvenes están compuestos por areniscas y grava no consolidada o semiconsolidada con bajos contenidos de oro nativo. Los placeres antiguos o fósiles se formaron en el precámbrico y han sido litificados a conglomerados que consisten de fragmentos de cuarzo dentro de una matriz de pirita y materiales micáceos. Aquí el contenido de oro varía de 6.22 a 25 g/TM. Los placeres marinos aún no se explotan.

c) Oro diseminado.- En estos yacimientos las rocas portadoras son calizas, dolomitas y carbonosas, en donde el oro se encuentra diseminado en granos muy pequeños (0.01um – 10um). A demás está acompañado con sílice, granos de pirita, otros sulfuros y baritina. La ley es del orden de 9.33 g/TM.
d) Oro como subproducto.- El oro es el componente menor en menas de metales base, sólo recuperable por procesos de fundición y refinación. Los contenidos son del orden de 0.011 a 0.77 g/TM.

### 2.2.4 MINERALES AURÍFEROS

El oro generalmente se encuentra en la naturaleza como metal, es por eso que se le denomina nativo, muy pocas veces se le encuentra como mineral.

Los minerales auríferos que se encuentran en la naturaleza se indican a continuación:

a) Elementos nativos y aleaciones naturales:
- Oro nativo o natural (Au)
- Oro argentífero o electrum (Au, Ag)
- Oro cuprífero o cuproaururo (Au, Cu)
- Oro paladinífero o porpezita (Au, Pd)
- Oro rodonífero o rodita (Au, Rh)
- Maldonita ($Au_2Bi$)

b) Sulfuros:
- Uytembgaardita ($Ag_3AuS_2$)

c) Teleluros:
- Calaverita ($AuTe_2$)
- Krennerita (Au, Ag)$Te_2$
- Petzita ($Ag_3AuTe_2$)
- Kostovita ($AuCuTe_4$)
- Sylvanita (Au, Ag)$Te_4$

d) Seleniuros:
- Fischesserita ($Ag_3AuSe_2$)

e) Antimoniuros:
- Aurostibita ($AuSb_2$)

## 2.3 QUÍMICA DEL ORO EN MEDIO ACUOSO

Químicamente hablando, el oro no se oxida a temperatura ambiente, y tampoco a temperaturas cercanas al rojo vivo. Es insoluble en ácido sulfúrico ($H_2SO_4$), nítrico ($HNO_3$) y clorhídrico (HCl), pero se disuelve en soluciones que contienen bromo o cloro libre, "agua regia" (que es una mezcla de ácido clorhídrico y ácido nítrico en una proporción de 3:1) y en soluciones de tiocianato ($SCN^-$), tiourea ($CS(NH_2)_2$) y tiosulfato ($S_2O_3^{2-}$). La reacción con cloro ha sido estudiada con más detalles, debido a su aplicación en la purificación de oro.

Los cianuros de potasio, sodio y calcio, en medio alcalino, disuelven el oro formando complejos de cianuro. Por ejemplo, el cianuro de potasio (KCN) en solución disuelve el oro como aurocianuro de potasio: $KAu(CN)_2$. Es en esta capacidad de disolver el oro y la plata en la que se basa el proceso de cianuración.

Asimismo, en medio ácido, la tiourea tiene una buena capacidad disolvente del oro, que representa un atractivo proceso comercial en potencia.

El oro también es recuperable en contacto con mercurio líquido, con el cual forma una amalgama.

Considerando la reacción del oro a temperatura ambiente, en una mezcla con aire, se podría asumir que la oxidación del metal a su estado auroso, Au (1+) ocurre de la siguiente forma:

$$Au^0 \leftrightarrow Au^+_{(ac)} + e^- \quad (2.1)$$

Donde el potencial, dado por la ecuación de Nerst será:

$$E = E^0 + 2.303 \frac{RT}{NF} log \left(\frac{a_{Au^+}}{a_{Au^0}}\right) \quad (2.2)$$

Asumiendo que la actividad del metal $Au^0$ es 1.1 y la actividad de la especie disuelta $Au^+$ es igual a su concentración molar $[Au^+]$ a 25 °C, la ecuación de Nerst puede quedar expresada como:

$$E = 1.83 + 0.0591 \log[Au^+] \quad (2.3)$$

Similarmente para la oxidación al estado áurico ($Au^{3+}$), se tiene:

$$Au^0 \leftrightarrow Au^{3+}_{(ac)} + 3e^- \quad (2.4)$$

$$E = 1.52 + 0.0197 \log[Au^{3+}] \quad (2.5)$$

Además, durante la oxidación, el metal podría interactuar con el medio ambiente:

$$Au^0 + 3\,H_2O \leftrightarrow Au(OH)_3 \; + \; 3H^+ + \; 3e^- \quad (2.6)$$

$$E = 1.457 - 0.0591\,pH \quad (2.7)$$

$$Au(OH)_3 \leftrightarrow AuO_2 \; + \; H_2O + H^+ + \; e^- \quad (2.8)$$

$$E = 2.630 - 0.0591\,pH \quad (2.9)$$

$$2\,H_2O + 2e^- \leftrightarrow \; 2OH^- + \; H_2 \quad (2.10)$$

$$E = 0.0591\,pH - 0.0295 \log P_{H2} \quad (2.11)$$

$$2H_2O \leftrightarrow \; O_2 + \; 4H^+ + \; 4e^- \quad (2.12)$$

$$E = 1.228 - \; 0.0591\,pH + 0.0147 \log P_{O2} \quad (2.13)$$

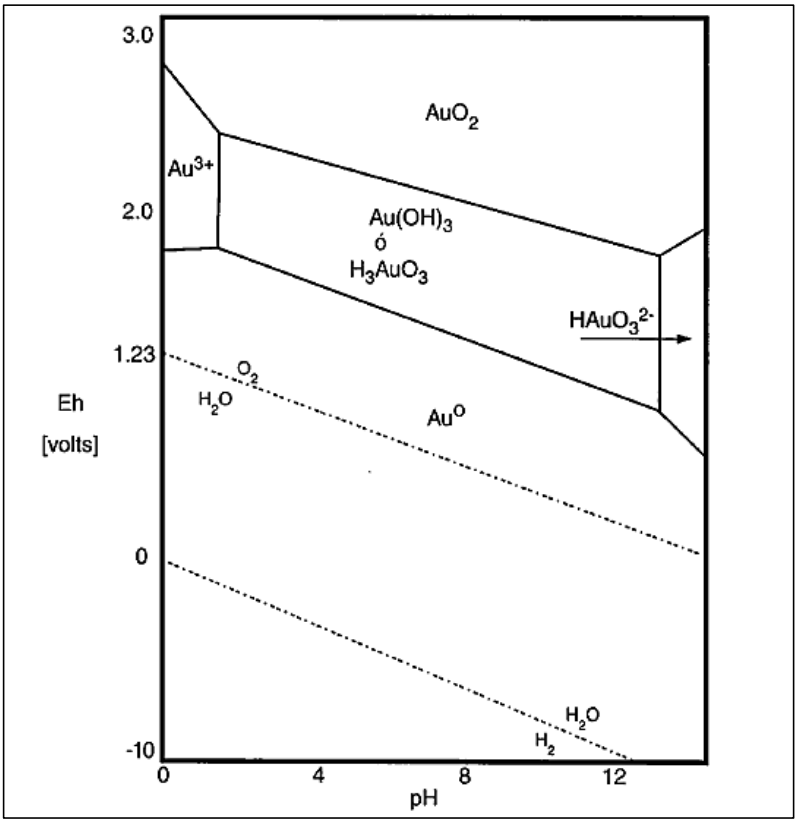



**Figura N°2.1. Diagrama Eh/pH para el oro y el agua a 25°C, con concentración límite de las especies a $10^{-4}$ molar. Fuente: Domic, lixiviación de metales.**

Como se puede ver en las respectivas ecuaciones de Nerst, las reacciones de las ecuaciones (2.6) y (2.8) pueden ocurrir solamente si existe un oxidante en proporción suficiente. Para sacar el máximo provecho a estas relaciones se requiere visualizarlas a través de un diagrama Eh/pH para el oro y el agua, tal como se muestra en la figura N°2.1.

Allí se aprecia que las formas oxidadas del oro existen solo a potenciales mayores que la línea superior de estabilidad del agua. De ahí hacia arriba el agua no es estable – se oxida a oxígeno – y pasa a reducir cada una de las formas oxidadas de oro a oro metálico. De esto se puede concluir que, en ausencia de elementos ligantes adecuados, el oro no será oxidado por el oxígeno disuelto en el agua, aunque esté en presencia ya sea de ácidos fuertes o de álcalis fuertes, ya que su poder oxidante no es suficiente para ello. Además, el oro se disolverá en una solución acuosa que contenga el ligante apropiado, siempre y cuando exista un agente oxidante poderoso.

De aquí, podemos decir que el oro no se disuelve sustancialmente en presencia del ácido clorhídrico solo, ya que este ácido no es capaz de proveer el poder oxidante suficiente. Sin embargo, la combinación del ácido clorhídrico y el ácido nítrico conocida como “agua regia” ($HCL/HNO_3$ = 3/1), si proporcionará el poder oxidante necesario para la disolución del $Au^0$. De igual manera ocurre con la mezcla del ácido clorhídrico con el gas cloro ($Cl_2$), en el que éste último elemento provee el poder oxidante que se requiere. En ambos casos, el oro se disuelve formando el ácido auro-tetraclorhídrico ($HAuCl_4$).

En forma similar, el oro se disolverá en ácido clorhídrico en presencia de hipoclorito o de iones férricos actuando como oxidantes.

De esta forma y por analogía, se puede concluir que la presencia de aire, oxígeno, peróxido de hidrógeno u otro oxidante, será también indispensable para la disolución del oro en soluciones cianuradas, como ya se verá más adelante.

Mediante el análisis de la figura N°2.1 ha quedado bien establecido que los iones auroso u áurico en la práctica no existen en forma libre en solución acuosa, como se muestra en las ecuaciones simplificadas (2.1) y (2.4), pero que siempre estarán dispuestos a formar complejos con los ligantes existente en la solución.

No obstante, en estricto rigor, en agua pura los iones $Au^+$ y $Au^{3+}$ si pueden formar sus respectivos iones acuosos, sin embargo, éstos poseen una muy baja

estabilidad debido a los elevados potenciales de oxidación requeridos en ausencia de ligantes acomplejantes.

Así, las reacciones de las ecuaciones (2.1) y (2.4) se pueden escribir en forma más correcta en términos de los iones hidratados: $Au(H_2O)_2^+$ y $Au(H_2O)_4^{3+}$. Obviamente, los potenciales requeridos son menores en presencia de ligantes más fuertes que el agua. De aquí, consideramos el equilibrio en la presencia de un ligante L, por ejemplo, cloro, se tiene:

$$Au(H_2O)_2 + 2L^- \rightarrow AuL_2^- + 2H_2O \quad (2.14)$$

$$Au(H_2O)_4^{3+} + 4L^- \rightarrow AuL_4^- + 4H_2O \quad (2.15)$$

De esta manera, modificando la ecuación de Nerst de la ecuación (2.1) y sustituyendo por $Au(H_2O)_2^+$, en presencia de cloro quedaría de la siguiente manera:

$$E = E^0 + 0.0591 \log[Au(H_2O)_2^+] \quad (2.16)$$

$$E = E^0 - 0.0591 \log K_1 + 0.0591 \log\left[\frac{AuL_2^-}{L_2^-}\right] \quad (2.17)$$

$$E = E^0(I) + 0.0591 \log\left[\frac{AuL_2^-}{L_2^-}\right] \quad (2.18)$$

Donde $E^0(I)$ es el potencial estándar de la reacción:

$$Au^0 + 2L^- \rightarrow AuL_2^- + e^- \quad (2.19)$$

De esta forma, un buen agente acomplejante para el ión $Au^+$ deberá tener un valor alto de $K_1$ y un valor bajo de $E^0(I)$ . Ahora bien los valores de $E^0(I)$ y $E^0(III)$ para el oro son normalmente muy difíciles de determinar en forma experimental directa, dado los cortos tiempos en que se mantienen estables en el agua, y por eso han debido ser determinados por métodos indirectos, lo que indica inevitablemente un cierto grado de inexactitud en los valores, según cual fue el procedimiento usado en su determinación.

Del análisis de esta discusión, se desprende que la habilidad del oro para formar complejos es de gran importancia para determinar el comportamiento del metal en la solución, ya que la estabilidad de los compuestos $Au^+$ y $Au^{3+}$ tiende a disminuir al

aumentar la electronegatividad del ligante que está cediendo electrones. Los dos estados de oxidación del oro prefieren acomplejarse con ligantes de elevada polarización. Así los iones $Au^{+}$ y $Au^{3+}$ forman compuestos estables en el orden: $NH_3 > SCN^- > I^- > Br^- > Cl^-$ .

En la tabla N°2.5 se presentan las constantes de equilibrio para varios compuestos de oro, que reflejan la estabilidad de cada uno de ellos, tanto para su valencia +1 "auroso" como para su valencia +3 "áurico", y correspondiente a los complejos en los que éste puede solubilizarse.

**Tabla N°2.1. Potenciales estándar de óxido-reducción para el oro en diversas soluciones acuosas. Fuente: Domic, lixiviación de metales.**

| Ligante | | E°(I) [volts] | E°(III) [volts] |
|---|---|---|---|
| $H_2O$ | agua | + 1,7 | + 1,4 |
| $Cl^-$ | cloruro | + 1,15 | + 1,4 |
| $Br^-$ | bromuro | + 0,96 | + 1,00 |
| $I^-$ | yoduro | + 0,56 | + 0,86 |
| $SCN^-$ | tiocianato | + 0,67 | + 0,57 |
| $NH_3$ | amoniaco | + 0,563 | + 0,64 |
| $SC(NH_2)_2$ | tiourea | + 0,38 | + 0,325 |
| $SeC(NH_2)_2$ | selenourea | + 0,20 | – |
| $CN^-$ | cianuro | + 0,61 | – |

La siguiente tabla nos muestra las constantes de equilibrio de algunos compuestos, una observación práctica es la alta estabilidad que muestra el complejo aurocianuro, en relación a los demás compuestos expuestos.

En efecto, en las pruebas metalúrgicas en que se comparar los diferentes lixiviantes alternativos para el oro, se observa que bastan unos 500 ppm de cianuro disuelto para obtener resultados aceptables, en tanto los demás lixiviantes requieren de entre 3 y 30 veces superiores para equiparar los rendimientos. Esto provoca que la carga iónica no solo del metal a disolver, sino también de toda la serie de impurezas y metales pesados, sea muy probablemente igual proporcionalmente a la cantidad de reactivo usado, generando saturaciones en el proceso y problemas de mitigación de efluentes.

**Tabla N°2.2. Valor de la constante de equilibrio K para algunos complejos de oro (+1) y (+3). Fuente: Domic, lixiviación de metales.**

| Ligante | | (+1): auroso | Au(+3): áurico |
|---|---|---|---|
| cianuro | $CN^-$ | $2 \times 10^{38}$ | $10^{56}$ |
| tiocianato | $SCN^-$ | $1,3 \times 10^{17}$ | $10^{42}$ |
| tiosulfato | $S_2O_3^{2-}$ | $5 \times 10^{28}$ | - |
| cloruro | $Cl^-$ | $1 \times 10^{9}$ | $10^{26}$ |
| bromuro | $Br^-$ | $1 \times 10^{12}$ | $10^{32}$ |
| yoduro | $I^-$ | $4 \times 10^{19}$ | $5 \times 10^{47}$ |
| tiourea | $CS(NH_2)^{2+}$ | $2 \times 10^{23}$ | - |

## 2.4 CIANURACIÓN

### 2.4.1 GENERALIDADES DEL PROCESO

El oro y la plata presentan mecanismos de disolución por cianuración que son muy parecidos entre sí. En esta sección se hará referencia indistintamente a cualquiera de los dos metales, entendiéndose que lo dicho para uno aplica también para el otro. En efecto, dado que ambos suelen presentarse acompañados entre sí en la naturaleza, no resulta extraño que la química de su recuperación sea muy semejante.

La acción disolvente de las soluciones de cianuro sobre el oro metálico fue conocida, desde 1783, por el científico sueco Carl Wilhelm Scheele, y mencionada en sus publicaciones. Varios otros científicos estudiaron las reacciones involucradas, entre ellos: P. Bagration, en Rusia, con sus publicaciones sobre este tema en 1844. L. Elsner, en Alemania, con publicaciones de 1846, y M. Faraday, en Inglaterra, con publicaciones en 1857.

Justamente, Elsner fue quien primero estableció la necesidad de la presencia de oxígeno para que el cianuro disuelva el oro, planteando la reacción global:

$$4Au^0 + 8KCN + O_2 + 2H_2O \leftrightarrow 4KAu(CN)_2 + 4KOH \quad (2.20)$$

Sin embargo, su aplicación al tratamiento de minerales no fue propuesta hasta mucho después, cuando el químico-metalurgista John Stewart MacArthur solicita una patente de invención por el “Proceso de Obtención de Oro y Plata desde sus minerales”, que fue concedida en 19 de Octubre de 1887, como British Patent N°14174. En sus trabajos, MacArthur fue secundado por los hermanos Robert y William Forrest, médicos de Glasgow. Los ensayos y pruebas para respaldar el descubrimiento se realizaron en el sótano de la clínica donde ellos practicaban su profesión.

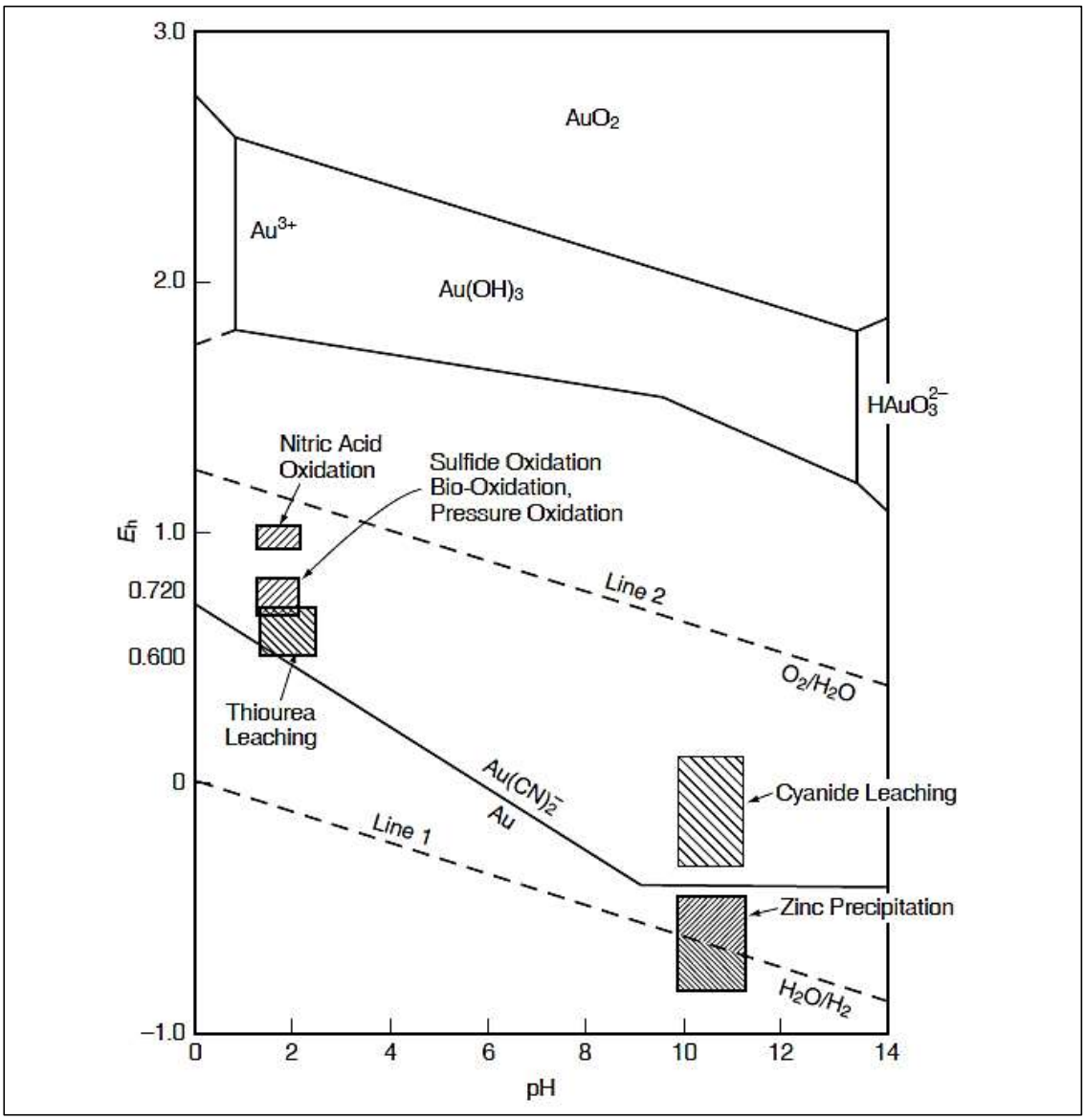



**Figura N°2.2. Rangos de Eh-pH empleados en procesos industriales de extracción de oro. Fuente: Marsden, Chemistry of gold extraction.**

La recuperación de oro disuelto con cianuro normalmente se puede realizar a través de la precipitación (o cementación) con zinc, previa desaireación de las soluciones, proceso conocido como “Merril Crowe”. La termodinámica de ambos procesos, el de lixiviación con cianuro y el de precipitación con zinc , se pueden entender mejor observando el sector de operación de cada uno de ellos, marcado en el diagrama Eh/pH para el oro y el cianuro, que se presenta en la figura N°2.2.

En la misma figura (N°2.2) observamos los rangos de condiciones de estabilidad (mostrado como áreas (sombreadas) para la ocurrencia de otras disoluciones de oro, como es el caso de la acción del agua regia, la disolución con thiourea y el rango de operación de los métodos indirectos de lixiviación de oro por oxidación de los sulfuros encapsulantes, sea por bio-oxidación o por oxidación a presión.

Del análisis de este diagrama Eh-pH resulta claro que:

- Todo proceso de cianuración en la práctica debe realizarse entre pH 10 y 11.5.
- Para la cianuración se requieren condiciones de operación oxidantes, sin embargo para la precipitación con zinc se requieren condiciones totalmente reductoras.

Asimismo, en relación con la disolución en agua regia y con thiourea, se requieren condiciones muy oxidantes y en ambiente ácido inferior a pH 1.5 y 2, respectivamente. Esas condiciones son las que se usan también para el tratamiento de oxidación de minerales definidos como sulfuros refractarios que tienen oro encapsulado.

Para la lixiviación, el cianuro se utiliza en una de sus formas más solubles, es decir, indistintamente, como cianuro de potasio, KCN, como cianuro de sodio, NaCN, o como cianuro de calcio, $Ca(CN)_2$. Sin embargo, industrialmente se prefiero usar el cianuro de sodio por su mayor contenido de $CN^-$ activo por unidad de peso: 53%, versus 40% en caso de cianuro de potasio, lo que influye en los precios de comercialización y en el trasporte. El cianuro de calcio no es utilizado usualmente, esto debido a la alta cantidad de impurezas que suele contener este compuesto, a pesar de tener un 56.5% de $CN^-$ activo. A su vez, el ión aurocianuro, $[Au(CN)_2]^-$, es

extremadamente estable, mostrando así la fuerte afinidad de acomplejamiento del oro por el ión cianuro.

### 2.4.2 CIANURO EN MEDIO ACUOSO

Químicamente, el cianógeno, $C_2N_2$, es un compuesto radical considerado a menudo como un pseudoalogenuro, muy similar al bromuro. Sin embargo, tiene un poder oxidante mucho menor que el bromuro, debido a que la entalpia de disociación del cianógeno es mucho mayor.

En tanto, el cianuro de hidrógeno (HCN) o ácido cianhídrico, es un ácido débil en soluciones acuosas y su $pK_a$ es de 9,31 a 25°C:

$$HCN \rightarrow H^+ + CN^- \quad (2.21)$$

$$K_a = 6.2\ x\ 10^{-10} \quad (2.22)$$

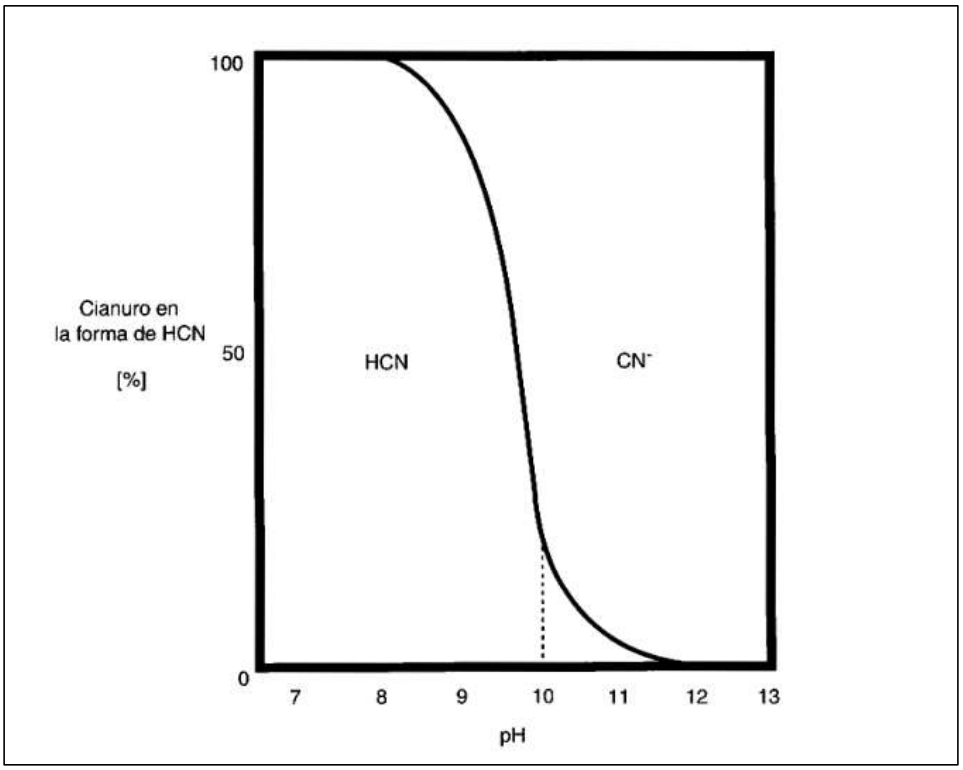



**Figura N°2.3. Disociación entre el HCN y el $CN^-$ libre, en función del pH, a 26°C. Fuente: Domic, Lixiviación de metales.**

En la Figura N°2.3 se muestra el equilibrio de disociación del HCN en función del pH. A un pH cercano a 9,3, la mitad del cianuro total se encuentra como HCN, mientras el resto se presenta como cianuro libre ($CN^-$). A pH 10,2, más del 90% del cianuro total se encuentra como $CN^-$ y a pH 8,4, sobre el 90% está como HCN. Esto es extremadamente importante, ya que el ácido cianhídrico tiene una presión de vapor relativamente alta - de 100 kilo pascales, a 26°C – lo que hace que se volatilice con facilidad en la superficie de las soluciones, en condiciones normales del ambiente, causando pérdidas importantes de cianuro en solución, con los consiguientes riesgos ambientales. Todo esto obliga a controlar cuidadosamente el pH operacional, típicamente sobre pH 10.

Por otra parte, debido al elevado valor del coeficiente de disociación ($pK_a$= 9,31), las soluciones acuosas alcalinas de metales cianurados contienen una elevada concentración de iones hidroxilos y en la formación de complejos, éstos compiten exitosamente por el metal:

$$HCN + OH^- \rightarrow CN^- + H_2 \quad (2.23)$$

Se ha demostrado que el ácido cianhídrico en solución acuosa es fácilmente oxidado a cianógeno, en la forma:

$$HCN \rightarrow \frac{1}{2}C_2N_2 + H^+ + e^- \quad (2.24)$$

A su vez, tanto el ácido cianhídrico como el ion cianuro libre en presencia de oxígeno y bajo condiciones adecuadamente oxidantes, se oxidan a cianato ($CNO^-$) de acuerdo a las ecuaciones que siguen:

$$HCN + 1\frac{1}{2}O_2 \rightarrow 2CNO^- + H_2O \quad (2.25)$$

$$3CN^- + 2O_2 + H_2O \rightarrow 3CNO^- + 2OH^- \quad (2.26)$$

Estas reacciones son indeseadas durante el proceso de lixiviación, ya que reducen el cianuro libre disponible y las especies de cianato no disuelven el oro. Según se observa en el diagrama Eh/pH del sistema cianuro/agua, estas reacciones de oxidación debieran ser termodinámicamente espontáneas. Sin embargo, en la práctica eso no ocurre, y se requieren oxidantes muy poderosos, tales como el ozono ($O_3$), el agua oxigenada

($H_2O_2$) o el ácido hipocloroso (HClO), para lograr que la reacción para la destrucción del cianuro se produzca a una velocidad significativa.

En condiciones simplemente aireadas esas reacciones son extremadamente lentas, pero pueden acelerarse con la acción de luz ultravioleta de calor, de bacterias y de catalizadores, tales como dióxido de titanio ($TiO_2$), óxido de zinc (ZnO) y sulfuro de cadmio (CdS) lo que es de gran importancia medioambiental para la destrucción del cianuro en efluentes o relaves.

La constante de estabilidad para el ion complejo $[Au(CN)_2]^-$ en solución acuosa ha sido estimado en $10^{39}$, asumiendo la siguiente reacción:

$$Au^+ + 2CN^- \rightarrow Au(CN)_2^- \qquad (2.27)$$

La oxidación del $[Au(CN)_2]^-$ por medio de un halogenuro ocurre fácilmente, dando origen al ion $Au(CN)_2X_2^-$, donde X podría ser Cl, I o Br.

Si una solución acuosa, compuesta por aurocianuro de potasio ($KAu(CN)_2$ incoloro) y ácido clorhídrico a 2 molar (HCl 2M) es hervida ocurre una descomposición formándose cristales de AuCN a partir de la solución. El ácido $HAu(CN)_2$ puede ser preparado por intercambio iónico desde $KAu(CN)_2$ pero se descompone a HCN y AuCN a 100°C.

### 2.4.3 MECANISMO DE DISOLUCIÓN DEL ORO

Conocer el mecanismo de disolución de oro en una solución cianurada, es de importancia, debido a las numerosas reacciones que tienen lugar en la disolución del metal, las cuales algunas veces causan un consumo no deseado de cianuro y reactivos.

L. Elsner, reconoció que el oxígeno era esencial para la disolución de oro, de acuerdo a la ecuación mostrada a continuación:

$$4\,Au^0 + 8\,KCN + O_2 + 2\,H_2O \leftrightarrow 4\,KAu(CN)_2 + 4\,KOH \qquad (2.28)$$

En 1896. G. Bodlander sugirió que la disolución de oro ocurre en dos etapas, de acuerdo a:

$$2Au^0 + 4KCN + O_2 + 2\,H_2O \leftrightarrow 2\,KAu(CN)_2 + 2\,KOH + H_2O_2 \qquad (2.29)$$

$$2Au^0 + 4\,KCN + H_2O_2 \leftrightarrow 2\,KAu(CN)_2 + 2\,KOH \quad (2.30)$$

En este caso se asume que, como producto intermedio, se forma peróxido de hidrógeno ($H_2O_2$). No obstante, la ecuación sumada es la que propuso Elsner.

Los inventores del proceso de cianuración, no tuvieron inicialmente conciencia, de la participación del oxígeno en la reacción. L. Janin (1892) propuso un mecanismo de reacción que era consecuente con esa creencia:

$$2Au^0 + 4\,NaCN + 2\,H_2O \leftrightarrow 2\,NaAu(CN)_2 + 2\,NaOH + H_2 \quad (2.31)$$

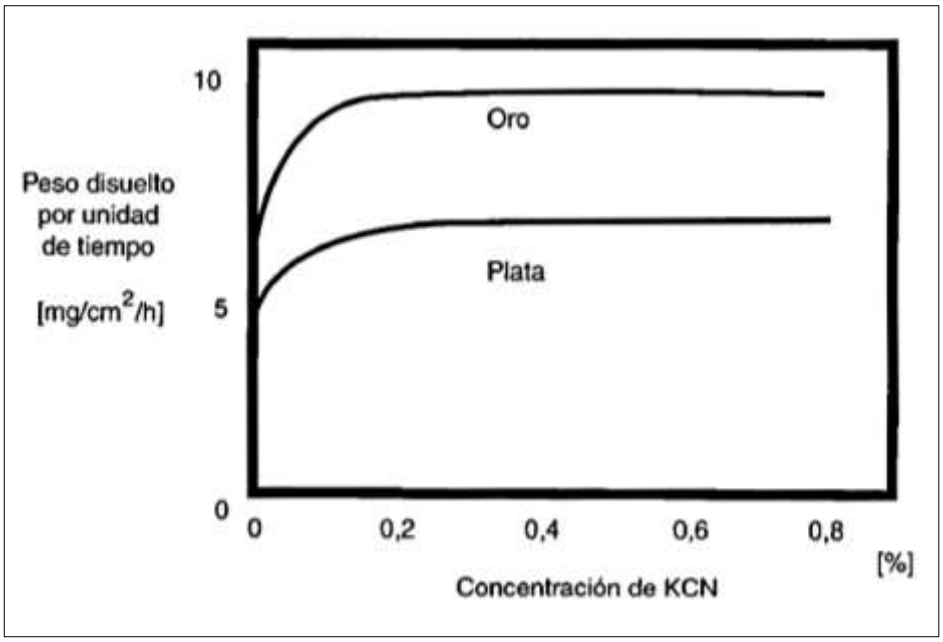



**Figura N°2.4. Curvas típicas de disolución de Oro y Plata, mostrando el efecto de la concentración de cianuro. Fuente: Domic, Lixiviación de metales.**

La polémica al respecto al mecanismo no es puramente académica, ya que para influir en las velocidades de disolución a controlar a eventuales agentes retardantes o inhibidores, es indispensable entender los mecanismos envueltos en el proceso. La pregunta siguió pendiente durante un largo período debido a varias razones:

1) Era difícil entender cómo el oro, que solamente era atacado por el agua regia, podía disolverse a temperatura ambiente con una solución diluida de NaCN o KCN de sólo 0,01 a 0,1 %.

2) Soluciones concentradas de NaCN no tenían mejor comportamiento que las diluidas como se muestra en la Figura N°2.4.

3) No era obvio por qué el oxígeno pudiera ser tan importante, en circunstancias que al estar sólo no tenía acción alguna sobre el oro.

Se determinó los cambios de energía libre de reacción (ΔG) en (Kcal) de las reacciones propuestas por Elsner, Bodlander y Janin los que se muestran en la tabla N°7, es posible concluir que el oro y la plata son solubles en una solución oxigenada que contiene iones cianuro, pero son insolubles en una solución cianurada que no contiene oxígeno.

**Tabla N°2.3. Energía libre y constante K para la dilución de oro y plata en soluciones de cianuro. Fuente: Domic, Lixiviación de metales.**

| | | Elsner | Janin | Bodlander |
|---|---|---|---|---|
| Oro | $\Delta G_{reacción}$ | -90.04 | 13.49 | -22.46 |
| Plata | $\Delta G_{reacción}$ | -79.31 | 18.85 | -17.10 |

Adicionalmente, en 1943, B. Boonstra planteó que «la disolución de oro en soluciones cianuradas es similar a un proceso de corrosión de metales, en el cual el oxígeno disuelto en la solución es reducido a peróxido de hidrógeno e iones de hidroxilo». Lo que expresado en forma de ecuación, resulta ser:

$$O_2 + 2H_2O + 2e^- \leftrightarrow 2OH^- + H_2O_2 \qquad (2.32)$$

Y que efectivamente representa la reducción catódica de oxígeno en la superficie del metal, es decir, se trataría de una reacción de tipo electroquímico. De esta manera, el mecanismo de la cianuración podría ser representado por las reacciones mostradas adelante.

La reacción sumatoria resulta ser equivalente a la ecuación (2.29), es decir, a la primera parte de la reacción de Bodlander. Según esto, se puede decir que el mecanismo de reacción es puramente electroquímico, donde el oxígeno que viene disuelto en el agua funciona catódicamente, mientras el oro actúa como ánodo.

$$O_2 + 2H_2O + 2e^- \rightarrow 2OH^- + H_2O_2$$

$$H_2O_2 + 2e^- \rightarrow 2OH^-$$

$$Au^0 \rightarrow Au^+ + e^-$$

$$Au^+ + CN^- \rightarrow AuCN$$

$$AuCN + CN^- \rightarrow Au(CN)_2^-$$

Sumando: $2Au^0 + 4CN^- + O_2 + H_2O \leftrightarrow 2Au(CN)_2^- + 2OH^- + H_2O_2$ (2.33)

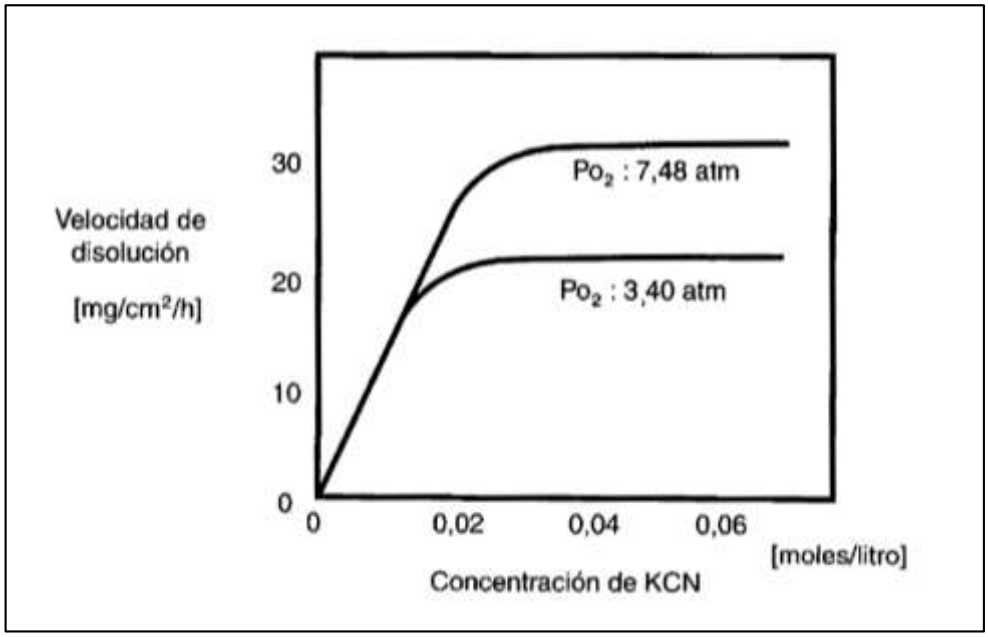



**Figura N°2.5. Efecto de la presión y concentración de $O_2$ en solución Vs concentración de cianuro. Fuente: Domic, Lixiviación de metales.**

La velocidad de disolución del oro es prácticamente igual en una solución concentrada o diluida de cianuro Se estudió la disolución usando varias presiones parciales de oxígeno. A concentraciones bajas de cianuro, una mayor presión de oxígeno no tiene efecto sobre la velocidad de disolución, mientras que, a concentraciones de cianuro más altas, la disolución pasa a ser dependiente de la presión parcial de oxígeno, el cianuro y oxígeno disponible, controlan combinadamente la velocidad de reacción.

Este mecanismo de disolución, basado en la influencia mutua de las concentraciones del cianuro y el oxígeno, resulta típico de un proceso de

corrosión electroquímica. Así, el área del oro se puede dividir, para mostrar esquemáticamente el comportamiento anódico y catódico, respectivamente, tal como se muestra en la figura:

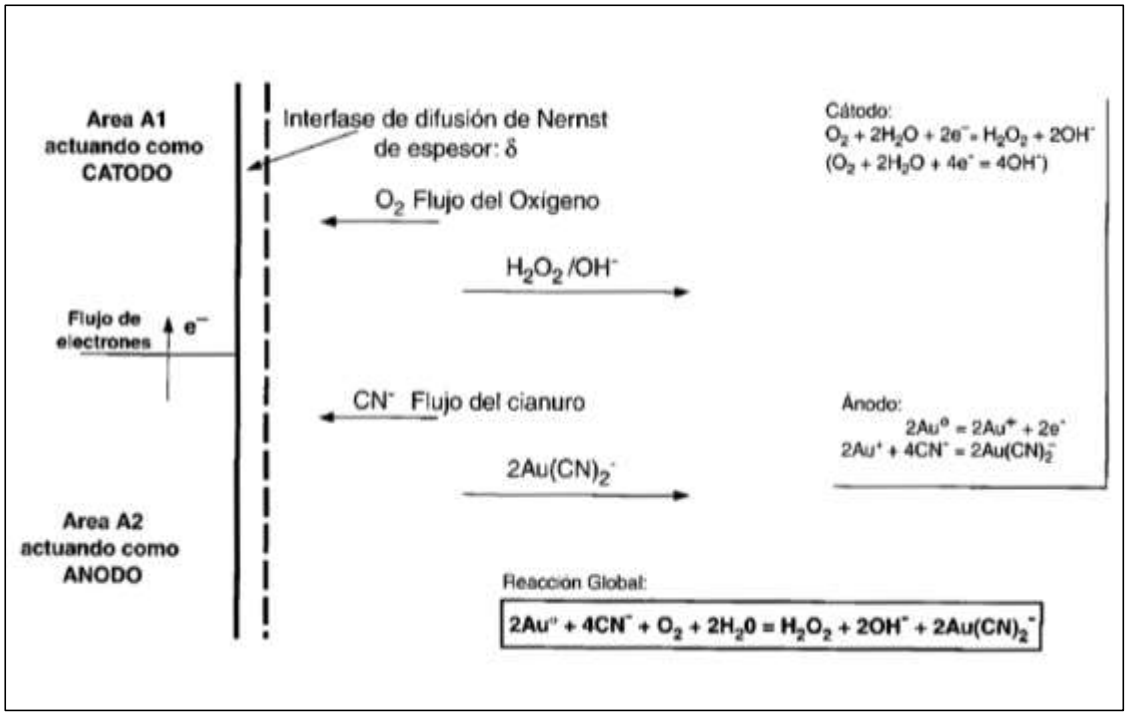



**Figura N°2.6. Esquema electroquímico de la disolución de oro en soluciones de cianuro. Fuente: Domic, Lixiviación de metales.**

F. Habashi basado en que la velocidad de disolución está controlada por la difusión del oxígeno disuelto y de los iones cianuro a través de la capa límite de Nernst, formuló la velocidad de disolución del proceso. Los supuestos básicos de esta teoría de transferencia de masa son las siguientes:

Existe una capa límite de líquido, que no se mueve en la superficie de la partícula, a través de la cual ocurre la transferencia de masa sólo por difusión. El gradiente de concentración a través de la capa límite es aproximadamente lineal y el cuerpo del líquido, excluyendo la capa límite, tiene una composición uniforme.

Para el desarrollo de esta ecuación se parte de la aplicación de la ley de Fick para la difusión del oxígeno y del cianuro hacia la superficie del oro interfase bajo condiciones de estado estacionario lo que nos da:

$$\frac{d(P_{O_2})}{dt} = \frac{D_{O_2}}{\delta} A_1 \left\{ \left(P_{O_2}\right)_i - \left(P_{O_2}\right)_l \right\} \qquad (2.34)$$

$$\frac{d(CN^-)}{dt} = \frac{D_{CN^-}}{\delta} A_2\{(CN^-)_i - (CN^-)_l\} \quad (2.35)$$

Dónde:

- $D_{O2}$ y $D_{CN-}$ son los coeficientes de difusión.

- $d(P_{O2})/dt$ y $d(_{CN-})/dt$ son las velocidades de difusión de los iones.

- $(P_{O2})_l$ y $(P_{O2})_i$ son las presiones parciales de O2 en el seno de la solución y la interfase $CN^-_l$ y $CN^-_i$ son las concentraciones del ión $CN^-$ en el seno de la solución y la interfase $A_1$ y $A_2$ son las áreas superficiales en las cuales ocurren las reacciones catódicas y anódicas.

- d es el espesor de la capa límite.

- t es el tiempo.

Para control difusional las reacciones en la superficie son muy rápidas comparadas con las velocidades de difusión a través de la capa límite. Las concentraciones en la interfase del sólido pueden ser consideradas como cero. Entonces la velocidad de disolución del oro estará dada por:

$$Velocidad = 2\frac{d(P_{O_2})}{dt} = 2\frac{D_{O_2}}{\delta} A_1\left(P_{O_2}\right)_l \quad (2.36)$$

$$Velocidad = \frac{1}{2}\frac{d(CN^-)}{dt} = \frac{1}{2}\frac{D_{CN^-}}{\delta} A_2(CN^-) \quad (2.37)$$

En condiciones de estado estacionario la velocidad de la reacción catódica es igual a la velocidad de la reacción anódica, por lo tanto:

$$2\frac{D_{O_2}}{\delta} A_1\left(P_{O_2}\right)_l = \frac{1}{2}\frac{D_{CN^-}}{\delta} A_2(CN^-) \quad (2.38)$$

La reacción propuesta por L. Janin (1892), puede ser re escrita considerando el área de interfase total, es $A = A_1 + A_2$. Reemplazando en la velocidad de disolución, resulta:

$$V = \frac{2AD_{O_2}D_{CN^-}\left\{[CN^-]_l\left(P_{O_2}\right)_l\right\}}{\delta\{[4D_{O_2}(P_{O_2})]+D_{CN^-}[CN^-]_l\}} \quad (2.39)$$

A bajas concentraciones de cianuro, la ecuación queda simplificada a:

$$V = \frac{1}{2}\frac{AD_{CN^-}[CN^-]_l}{\delta} \tag{2.40}$$

Ésta ecuación señala que a bajas concentraciones de cianuro, la velocidad de disolución depende sólo de la concentración de cianuro. Por su parte, si la concentración de cianuro es alta, la velocidad de disolución depende sólo de la concentración de oxígeno, y la velocidad de disolución es simplificada de esta forma:

$$V = \frac{2AD_{O_2}\left(P_{O_2}\right)_l}{\delta} \tag{2.41}$$

Cuando el proceso pasa de control por difusión del cianuro a control por difusión de oxígeno, ambos reactantes debieran estar emigrando a la superficie del metal a sus máximas velocidades. Así podemos igualar las dos últimas ecuaciones para este punto de cambio del control difusional, desde el cianuro a oxígeno, se cumplirá que:

$$\frac{D_{CN^-}[CN^-]_l}{D_{O_2}\left(P_{O_2}\right)_l} = 4D_{O_2}\left(P_{O_2}\right)_l \tag{2.42}$$

La velocidad límite máxima para la disolución del oro ocurre cuando:

$$\frac{D_{CN^-}[CN^-]_l}{D_{O_2}\left(P_{O_2}\right)_l} = 4 \qquad \text{ó} \qquad \frac{[CN^-]_l}{\left(P_{O_2}\right)_l} = 4\,\frac{D_{O_2}}{D_{CN^-}} \tag{2.43}$$

Se ha determinado que la difusión de la molécula de cianuro hacia la interfase es más dificultosa, tanto porque, al tener carga negativa tiende a asociarse con los protones presentes por ser de un tamaño mayor. La molécula de oxígeno presenta una movilidad mayor, cerca de 1,5 veces más rápida que la de cianuro. Al medir experimentalmente los coeficientes de difusión respectivos, para 25°C, se tienen aproximadamente los siguientes valores:

$$D_{O_2} = 2.76\ x\ 10^{-5}\ cm^2/s \tag{2.44}$$

$$D_{CN^-} = 1.83\ x\ 10^{-5}\ cm^2/s \tag{2.45}$$

Se mantiene la relación: $DO_2$ / $DCN^-$ = 1,5. Entonces, reemplazando estos valores en la ecuación de velocidad límite máxima para la disolución del oro resulta que la mayor velocidad para la disolución del oro ocurre cuando se

cumple que las concentraciones del cianuro y del oxígeno disuelto se encuentran en una razón molar de aproximadamente seis.

$$\frac{[CN^-]}{(P_{O_2})} = 6 \qquad (2.46)$$

A temperatura ambiente y presión atmosférica, en un litro de agua hay unos 8,2 mg o 0,27 x $10^{-3}$ moles/litro de $O_2$, de acuerdo con eso, la velocidad máxima de disolución de oro, con $O_2$ del aire a 1 atm ($PO_2$ = 0,21 atm), estará dada por una concentración de NaCN de 0,079 g/l o de 1,62 x $10^{-3}$ moles/litro. Estas relaciones han sido comprobadas experimentalmente sustituyendo los valores estimados de los coeficientes de difusión y las concentraciones conocidas de cianuro y oxígeno en las condiciones del cambio de control por difusión desde cianuro a oxígeno.

Así mismo despejando la ecuación (2.39) podemos calcular el espesor de la capa límite.

$$\delta = \frac{2D_{O_2}D_{CN^-}[CN^-](P_{O_2})}{(vel.disolución\ Au)\{4D_{O_2}(P_{O_2})+D_{CN^-}[CN^-]\}} \qquad (2.47)$$

### 2.4.4 INTERFERENCIA DE LAS IMPUREZAS

En la extracción comercial del oro desde sistemas minerales, la velocidad de disolución es principalmente afectada por la complejidad del mineral. E loro que se encuentra en forma limpia, como partículas metálicas finas y liberadas, en general es fácilmente cianurable. La presencia de otras sustancias comunes en los minerales puede alterar este comportamiento, acelerando e inhibiendo la disolución del metal.

**a) Aditivos acelerantes de la cianuración:** Existen algunos casos de sustancias que en pequeñas concentraciones, influyen favorablemente en la disolución de minerales de oro y plata por cianuración al depolarizar la superficie del metal. Estos iones son: el plomo (Pb), el mercurio (Hg), el bismuto (Bi) y el talio (Ta). Cuando no están presentes en forma soluble naturalmente en los minerales se suelen agregar externamente.

En esos casos se usa alguna sal soluble como por ejemplo, el acetato o el nitrato de plomo que se dosifica en mínimas cantidades. Se cree que en

este caso cambian algunas características físicas de la superficie del oro pasando a comportarse como una pseudo-aleación Au-Pb, con lo que disminuiría el espesor de la capa límite como se aprecia en el ejemplo de la figura N°2.7, facilitando el acceso de los reactivos al metal.

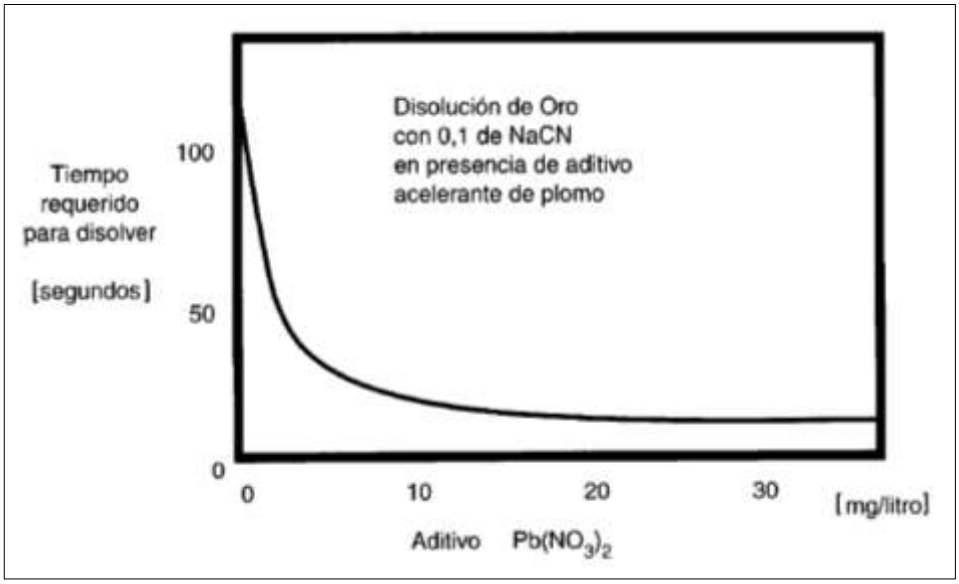



**Figura N°2.7. Efecto del aditivo acelerante nitrato de plomo en la disolución del oro. Fuente: Domic, lixiviación de metales.**

**b) Inhibidores por consumo del oxígeno:** Por otro lado existe un gran número de sustancias que remueven el oxígeno disuelto desde las soluciones cianuradas, retardando y algunas veces deteniendo completamente la acción del cianuro. Por ejemplo la pirrotina actúa consumiendo oxígeno. Doblemente vía la oxidación del fierro y vía la oxidación del ion sulfuro ($S^{2-}$) formando tiosulfatos ambos sin utilidad en la lixiviación:

$$2FeS + 4OH^- \rightarrow 2Fe(OH)_2 + 2S^{2-} \quad (2.48)$$

$$2Fe(OH)_2 + \frac{1}{2}O_2 + H_2O \rightarrow 2Fe(OH)_3 \quad (2.49)$$

$$2S^{2-} + 2O_2 + H_2O \rightarrow S_2O_3^{2-} + 2OH^- \quad (2.50)$$

**c) Inhibidores por consumo del cianuro:** Otras sustancias consumen cianuro y se comportan como cianicidas - es decir, como sustancias que, además de consumir cianuro, forman compuestos que dificultan la disolución del oro - sin beneficios para el proceso y de esta forma inhiben la disolución del oro.

Ejemplos de estos cianicidas son:

- los minerales sulfurados de cobre, zinc, arsénico y antimonio. El ion metálico reacciona formando un cianuro del metal. Además, el ion sulfuro también consume cianuro, formando tiocianatos que no tienen acción lixiviante alguna:

$$ZnS + 4CN^- \rightarrow [Zn(CN)_4]^{2-} + S^{2-} \quad (2.51)$$

$$S^{2-} + CN^- + \frac{1}{2}O_2 + H_2O \rightarrow CNS^- + 2OH^- \quad (2.52)$$

- el fierro disuelto, en la forma de iones o complejos, los cuales se comportan como inhibidores – desde débiles hasta muy fuertes - ya que con el cianuro forman otros complejos y sales, comportándose como ferrocianicidas en soluciones alcalinas. Esto ocurre, por ejemplo, con el ion ferroso:

$$Fe^{2+} + 6CN^- \rightarrow Fe(CN)_6^{-4} \quad (2.53)$$

- los iones cúpricos, que en soluciones cianuradas alcalinas pueden comportarse de acuerdo a la reacción siguiente:

$$2Cu^{+2} + 7CN^- + 2OH^- \rightarrow 2Cu(CN)_3^{2-} + CNO^- + H_2O \quad (2.54)$$

Donde el complejo de cianuro de cobre representa un importante mayor consumo de cianuro.

**d) Inhibidores por consumo doble de cianuro y de oxígeno:** Los iones sulfuro, $S^{2-}$ generados en la disolución de minerales sulfurados consumen oxígeno y también cianuro, formando tiosulfatos y tiocianatos.

$$2S^{2-} + 2O_2 + H_2O \rightarrow S_2O_3^{2-} + 2OH^- \quad (2.55)$$

$$2S^{2-} + CN^- + \frac{1}{2}O_2 + H_2O \rightarrow CNS^- + 2OH^- \quad (2.56)$$

**e) Inhibidores por reacción con la cal:** Los minerales de arsénico y antimonio disminuyen la disolución del oro a medida que aumenta la alcalinidad, ya que consumen cal hidratada ($Ca(OH)_2$), oxígeno y cianuro, formando compuestos indeseados como arseniatos y antimoniatos de calcio:

$$2AsS_3 + 6Ca(OH)_2 \rightarrow Ca_3(AsO_3)_2 + Ca_3(AsS_3)_2 + 6H_2O \quad (2.57)$$

$$Ca_3(AsS_3)_2 + 6Ca(OH)_2 \rightarrow Ca_3(AsO_3)_2 + 6CaS + 6H_2O \quad (2.58)$$

$$Ca_3(AsS_3)_2 + 6KCN + 3O_2 \rightarrow Ca_3(AsO_3)_2 + 6KCNS \quad (2.59)$$

**f) Pasivación superficial de la interfase de reacción:** Existen además, otros elementos que pasivan el oro o que podrían formar compuestos insolubles sobre la superficie del oro. Ejemplos de este tipo de compuestos pasivadores e insolubles son:

- el ion sulfuro ($S^{2-}$), cuyo efecto depresivo, retardando la disolución del oro, ha sido claramente demostrado experimentalmente. Algunas veces, la disolución incluso puede ser detenida completamente, debido, posiblemente, a la formación de una película aurosulfurada insoluble sobre la superficie de las partículas de oro. Es el caso, por ejemplo, de una gran inhibición de la disolución del oro con concentraciones muy pequeñas de sulfuro de sodio - del orden de sólo 5 ppm de $Na_2S$ - concentración que, por su baja cantidad no permite atribuir la inhibición sólo a consumo de CN o de oxígeno, como se observa en la figura N°2.8.

- el peróxido de calcio ($CaO_2$) produce un efecto de pasivación superficial semejante. Este peróxido se produce como una reacción secundaria indeseada al usar hidróxido de calcio (cal hidratada o "apagada", $Ca(OH)_2$) para controlar el pH y al reaccionar ésta con el agua oxigenada. Se ha comprobado que el peróxido de calcio producido, precipita sobre la superficie expuesta de las partículas de oro y de plata, inhibiendo las reacciones de disolución posteriores:

$$Ca(OH)_2 + H_2O_2 \rightarrow CaO_2 + 2H_2O \quad (2.60)$$

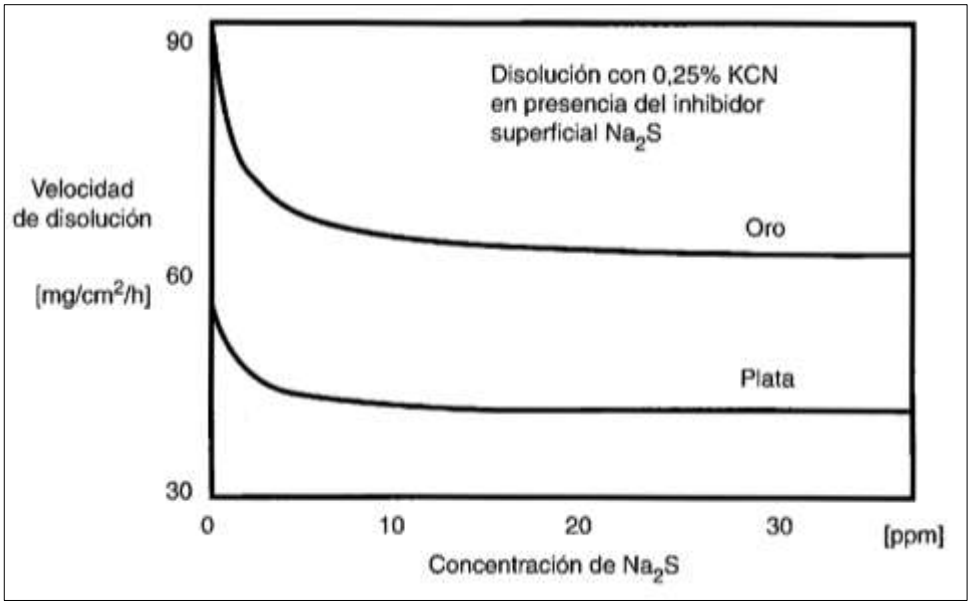



**Figura N°2.8. Efecto del aditivo inhibidor superficial $Na_2S$, en la disolución de oro y plata. Fuente: Domic, lixiviación de metales.**

- un precipitado insoluble de $Pb(CN)_2$, que se produce por reacción del cianuro con minerales de plomo cuando éste está presente en cantidades muy altas, pasando a ser de esta manera un agente pasivador superficial. De igual manera ocurre con un precipitado insoluble de etilxantato de plomo, que se produce en presencia de residuos de reactivos de flotación. Estos dos efectos inhibidores tienen gran importancia al tratar minerales con procesos mixtos que comprenden flotación con anterioridad a la cianuración.

**g) Secuestro del Complejo de Auro-Cianuro:** Los minerales carbonáceos suelen inhibir seriamente la disolución del oro, debido a la adsorción por el carbón del metal precioso disuelto. Este fenómeno de "secuestro" (o "re-atrapamiento") se conoce en inglés como "preg-robbing" y puede resultar en grandes pérdidas económicas, como ocurre en los minerales del distrito de Carlin, en Nevada. EEUU. Para resolverlo, en algunos casos ha servido usar el procedimiento operativo conocido como CIL (abreviación de "carbon-in-leach") consistente en agregar carbón activado durante la lixiviación misma para anticiparse al fenómeno de "secuestro". No obstante, en algunos de estos minerales carbonáceos, el oro se encuentra ligado químicamente a la molécula que contiene el carbono: en estos casos el mineral debe ser oxidado con anterioridad a la cianuración - normalmente vía tuesta o un proceso similar – para lograr romper este enlace.

### 2.4.5 EFECTO DE LAS VARIABLES DEL PROCESO

Las principales variables que afectan el proceso de cianuración de las menas auríferas son entre otras las siguientes:

- La concentración de cianuro.
- El pH o alcalinidad.
- Tiempo de cianuración.
- Temperatura.
- Tamaño de partícula.
- Aireación.
- Cianicidas o descomposición del cianuro.

El proceso de cianuración está afectado de una u otra manera por las variables antes mencionadas.

- Efecto de la concentración de cianuro.- La velocidad de disolución del oro aumenta rápidamente siguiendo un comportamiento casi lineal con el aumento de la concentración del cianuro, hasta que se alcanza un máximo más allá de este valor, al aumentar la concentración de cianuro, ya no aumenta la cantidad de oro disuelto, más por el contrario tiene un efecto retardador y aumenta el consumo. La concentración de cianuro disminuye debido a la variación de pH de la solución, es decir, el ion cianuro es sometido a hidrólisis de acuerdo a la siguiente reacción:

$$CN^- + H_2O \rightarrow HCN + OH^+ \quad (2.61)$$

El agua de la solución con este gas (HCN) y oxígeno atacan al oro formando AuCN que es insoluble y peróxido de hidrógeno, según la reacción:

$$2Au + 2HCN + O_2 \rightarrow 2AuCN + H_2O_2 \quad (2.62)$$

En la práctica la concentración de cianuro varía entre 0.1 – 1.5 g/L.

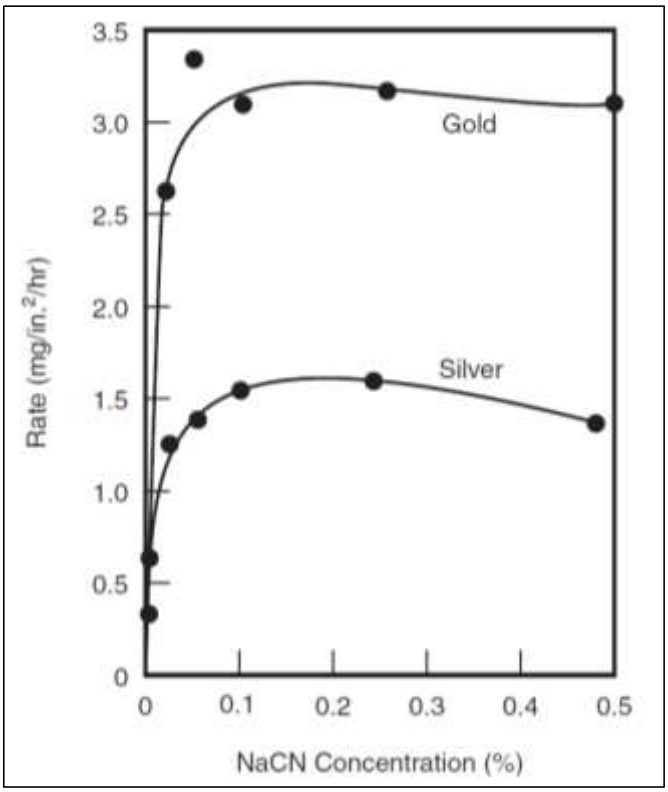



**Figura N°2.9. Efecto de la concentración de cianuro en la disolución de oro y plata. Fuente: Marsden, Chemistry of gold extraction.**

- Efecto de la alcalinidad.- De acuerdo a lo mostrado anteriormente, es importante que la solución de cianuro se mantenga en un ambiente alcalino durante la lixiviación de oro, por dos razones fundamentales:
    - Prevenir la hidrólisis del cianuro, es decir evitar la formación del gas cianhídrico (HCN).
    - Prevenir la descomposición del cianuro por el $CO_2$ atmosférico.

$$CN^- + H_2CO_3 \rightarrow HCN + HCO_3^- \quad (2.63)$$

En ambos casos se produce el gas cianhídrico (HCN), el cual no tiene acción disolvente sobre el oro o la plata. Sin embargo una alta alcalinidad disminuye la disolución del oro en forma lineal en el rango entre 11 y 13. La alcalinidad de la solución de cianuro debe controlarse con mucho cuidado, con el objeto de alcanzar velocidades altas de disolución de oro y de plata. En la práctica el rango de pH varía entre 10.5 y 11.5.

El ion hidroxilo es un componente importante en la solución cianurante para que ella tenga un carácter alcalino o básico, permitiendo el accionar del ion cianuro más eficiente y menos riesgoso. Esta alcalinidad también le permite a la cianuración alcanzar aspectos positivos como proceso eficiente y económico, entre éstos podemos mencionar:

- La lixiviación en medio alcalino es más eficiente respecto a la ganga.
- Las soluciones alcalinas presentan menor corrosión en los materiales de fabricación de los equipos.
- Facilidad de deposición de residuos y control de la contaminación ambiental.

Para mantener el pH operacional entre 10.5 a 11.5 en plantas de procesamiento se puede emplear cal o soda cáustica como agentes alcalinizantes. La cal es d uso más común por tener alta acción química alcalinizante y menor costo. El hidróxido de sodio es de mayor costo que la cal, pero tiene la ventaja de ser más soluble lo que facilita su preparación, manejo y dosificación.

En consecuencia, el uso de cal o soda cáustica como controlador de pH debe estudiarse y analizarse para cada caso específicamente, puesto que cada uno tiene efectos diferentes en el proceso.

- Tiempo de cianuración.- Es muy variable y depende de factores tales como la composición mineralógica, tamaño de partículas de oro, grado de liberación, porosidad de la mena, concentración de cianuro en la solución y la temperatura del medio ambiente.

- Temperatura.- Respecto a esta variable se puede notar que al aumentar la temperatura aumenta también la velocidad de disolución de oro, pero el contenido de oxígeno en la solución tiende a disminuir. Por lo tanto, existe una temperatura que da la máxima velocidad de disolución de oro, la cual se encuentra alrededor de

85°C tal como se muestra en la figura a continuación, temperaturas más elevadas que este punto tienen un efecto retardante debido a la disminución de la solubilidad del oxígeno.

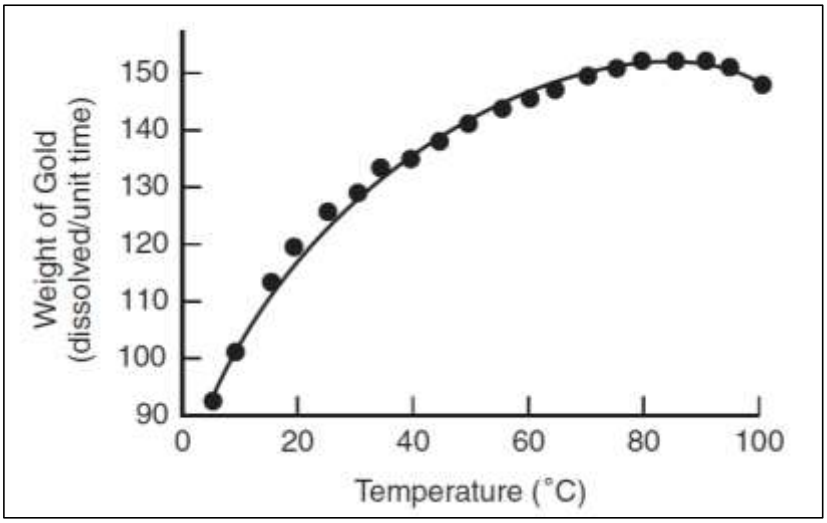



**Figura N°2.10. Efecto de la temperatura en la disolución de oro en una solución aireada de 0.25% KCN. Fuente: Marsden, Chemistry of gold extraction.**

- Tamaño de partícula.- Cuando en los minerales se encuentra oro libre grueso, la práctica usual es separarlos mediante técnicas gravimétrica, antes de la cianuración, de lo contrario las partículas gruesas no podrán ser disueltas completamente en el tiempo disponible para llevar a cabo el proceso de disolución.

  Por el contrario cuando el oro se encuentra en un tamaño de partícula muy reducido la cinética se verá afecta debido a la necesidad de mayor tiempo para la difusión de las fases involucradas en el proceso.

- Aireación.- El oxígeno es una variable muy importante en la disolución de oro, donde la cantidad de oxígeno disuelto dependerá de cuatro factores:
  - La altitud (Presión barométrica).
  - La temperatura de la solución.
  - El tiempo e intensidad de agitación.

- La fuerza iónica e la solución.

En la práctica existen dos maneras para incrementar la concentración de oxígeno disuelto:

- Operación bajo presión, usando aire como oxidante.
- Usar oxígeno puro, aire enriquecido con oxígeno, peróxido de hidrógeno, o algún otro oxigenante para complementar o reemplazar el aire en la fase gaseosa.

Para el caso de esta importante variable se sugiere trabajar con concentraciones de oxígeno disuelto por debajo de 20 mg/L ya que concentraciones altas pueden ocasionar pasivación de las partículas de oro debido a la formación de una película de óxido en la superficie de las partículas de oro.

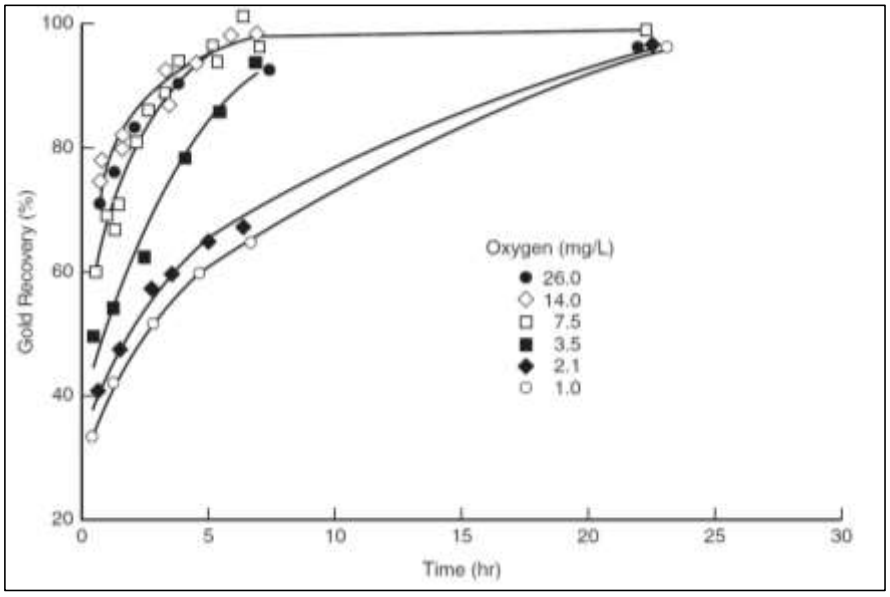



**Figura N°2.11. Ejemplo de la extracción de oro mostrando el efecto del oxígeno disuelto en una solución 0.25% KCN. Fuente: Marsden, Chemistry of gold extraction.**

- Cianicidas o descomposición de cianuro.- Es importante controlar la concentración de cianuro en la solución por este motivo se debe evitar pérdidas de cianuro. El oro no siempre se encuentra como metal nativo, también lo encontramos asociado con otros minerales y

metales. Recordemos que los minerales más importantes asociados al oro son: Pirita, galena, esfalerita, arsenopirita, pirrotita, calcopirita y estibina. Diversos de estos minerales tienen efecto directo sobre el cianuro, muchos de ellos consumiendo cianuro libre de la solución e incluso otros consumiendo tanto cianuro como oxígeno de la solución.

### 2.4.6 SÍNTESIS DEL PROCESO DE CIANURACIÓN

En vista de lo analizado se puede determinar que:

• La velocidad de disolución del oro involucra reacciones heterogéneas que tienen lugar en la interfase sólido-líquido.

• Las reacciones en la superficie son de naturaleza electroquímica.

• La cinética puede ser controlada tanto por la concentración de oxígeno como por la concentración de cianuro en la superficie del oro.

• El proceso de disolución es un proceso controlado por la difusión, donde la relación cianuro a oxígeno es muy importante.

• La presencia de impurezas puede llevar a la pérdida de reactivo - sea de cianuro, de oxígeno, o de ambos – y a la formación de una película que pasiva la superficie del oro.

• En algunos casos determinadas impurezas pueden provocar una activación de la superficie, de esta forma aumentando la velocidad de extracción del oro.

En consecuencia, por ejemplo en la disolución del oro por cianuración agitada, los pasos secuenciales serán:

• Absorción de oxígeno por la solución.

• Mezcla turbulenta de los reactantes.

• Transporte del oxígeno disuelto y del cianuro desde el seno de la solución a la interfase sólido-liquido.

• Adsorción de los reactantes en la superficie del sólido.

• Reacción electroquímica.

• Desorción de los complejos solubles de oro cianurado y otros productos desde la superficie del sólido.

• Transporte del producto desorbido hacia el seno de la solución.

• Mezcla de los productos.

## 2.5 CIANURACIÓN AMONIACAL

### 2.5.1 DEFINICIÓN Y GENERALIDADES

Se define a la cianuración amoniacal como el proceso que implica la extracción de metales mediante soluciones de cianuro asistidas por soluciones de amoniaco, para el caso de los minerales auríferos con alto contenido de cobre el amoniaco permite acomplejar el cobre y así mitigar su efecto retardante en la disolución del oro.

**Tabla N°2.4. Solubilidad de los minerales de cobre en soluciones de cianuro. Fuente: Marsden, Chemistry of gold extraction.**

| Mineral | Formula | w(Cu) dissolved/% | |
|---|---|---|---|
| | | 23 °C | 45 °C |
| Azurite | $2Cu(CO)_3 \cdot Cu(OH)_2$ | 94.5 | 100.0 |
| Malachite | $2CuCO_3(OH)_2$ | 90.2 | 100.0 |
| Chalcocite | $Cu_2S$ | 90.2 | 100.0 |
| Covellite | CuS | – | – |
| Native copper | Cu | 90 | 100.0 |
| Cuprite | $Cu_2O$ | 85.5 | 100.0 |
| Bornite | $FeS \cdot 2Cu_2S \cdot CuS$ | 70 | 100.0 |
| Chalcopyrite | $CuFeS_2$ | 5.6 | 8.2 |
| Tetrahedrite | $(Cu,Fe,Ag,Zn)_{12}Sb_4S_{13}$ | 21.9 | 43.7 |

El cianuro forma complejos bastante estables con el oro por tal forma es el reactivo preferido para la lixiviación de minerales auríferos. La cianuración no es un proceso netamente selectivo para minerales auríferos debido a que existen otros minerales/metales que son altamente solubles en soluciones de cianuro [1]. Desde este punto de vista muchos de los minerales de cobre

son altamente solubles en soluciones de cianuro como se puede observar en la tabla N°2.4.

La presencia de estos minerales de cobre altamente solubles en soluciones de cianuro puede interferir en el proceso de cianuración y volviendo ineficiente la extracción de oro. [3] SCERESINI B. [5] DAI X.

El efecto retardante del cobre es asociado al excesivo consumo de cianuro de sodio (Ecuaciones 2.64 - 2.68) debido a la formación de complejos de cianuro altamente estables produciendo bajos porcentajes de extracción de oro cuando no se suministra la cantidad de cianuro necesario. MUIR [4] reportó que por cada 1% de cobre reactivo presente en el mineral se produce un consumo de 30 kg/TM de cianuro de sodio, el cual afecta de manera adversa la viabilidad económica del proceso. El consumo de cianuro puede ser incluso mayor (Por encima de 51.5 kg/TM por cada 1% de cobre contenido) debido a la formación de tiocianatos (Ecuación 2.66 y 2.68) y cianatos (Ecuación 2.67) además de la formación de los complejos de cobre cuando especies como la covelita están presentes en el mineral. [3] SCERESINI B.

$$Cu^{2+} + 2CN^{-} \rightarrow Cu(CN)_2 \quad (2.64)$$

$$Cu_2O + 6CN^{-} + H_2O \rightarrow 2Cu(CN)_3^{2-} + 2OH^{-} \quad (2.65)$$

$$Cu_2S + 7CN^{-} + \frac{1}{2}O_2 + H_2O \rightarrow 2Cu(CN)_3^{2-} + 2OH^{-} + CNS^{-} \quad (2.66)$$

$$2CuO + 7CN^{-} + H_2O \rightarrow 2Cu(CN)_3^{2-} + 2OH^{-} + CNO^{-} \quad (2.67)$$

$$CuS + 8CN^{-} + \frac{1}{2}O_2 + H_2O \rightarrow 2Cu(CN)_3^{2-} + 2OH^{-} + 2CNS^{-} \quad (2.68)$$

MUIR et al [8] denotó que 0.5% de cobre es normalmente considerado el límite factible para la lixiviación de minerales de oro. La investigación de procesos alternativos a la cianuración para el procesamiento de minerales de oro con alto contenido de cobre es necesaria. Bajo esta premisa, la flotación, sistemas alternativos de lixiviación como el tiosulfato o cianuración amoniacal, lixiviación de cobre antes de la cianuración, recuperación de cianuro y cobre desde efluentes de cianuración (Por ejemplo proceso SART), pre-aireación antes de la cianuración y la adición de sales de plomo

han sido han sido probadas para el tratamiento de minerales de oro con alto contenido de cobre.

El ión sulfuro ($S^{2-}$) que proveniente de las fases sulfuradas presentes en el mineral puede también provocar la pasivación de la superficie del oro, además de consumir oxígeno y cianuro libre de la solución [2]. La pre-aireación de la pulpa o la adición de nitrato de plomo pueden mitigar los problemas asociados con los minerales sulfurados durante la cianuración del oro [13].

Pre-lixiviar el mineral puede ser aplicado para eliminar el cobre reactivo presente en el mineral antes de cianurar el oro. SCERESINI and STAUNTON [17] propusieron remover el cobre mediante cianuración del mineral sin aireación para luego adsorber el cobre con carbón activado. El amoniaco y el ácido sulfúrico son normalmente recomendados para la pre-lixiviación de cobre en minerales auríferos. Comparada con la lixiviación ácida, la lixiviación amoniacal tiene las ventajas de alta selectividad sobre los minerales dela ganga, baja corrosividad y se aplica bajo condiciones alcalinas [8]. MUIR et al [8] demostró la remoción de cobre (Arriba de 95%) de unos relaves oxidados vía lixiviación amoniacal, lo que significó una reducción sustancial de consumo de reactivos (Desde 30 kg/TM hasta 6 kg/TM) en la subsecuente cianuración. A pesar de estos potenciales beneficios para la cianuración, mejora en la extracción de oro y tratamiento de efluentes, la lixiviación amoniacal de cobre como pre-tratamiento para la cianuración de minerales de oro ha recibido un interés muy limitado.

Siendo primeramente propuesto y patentado por HUNT [21], el amoniaco puede ser utilizado como un agente modificante en la cianuración mitigando la interferencia del cobre, permitiendo una sustancial reducción en el consumo de cianuro (Sobre 90%) y una lixiviación selectiva de oro con una limitada disolución de cobre. La cianuración amoniacal fue demostrada exitosamente para minerales o relaves oxidados, con una extracción selectiva de 70%-90% de oro [1]. Sin embargo, MUIR [4] notó que minerales auríferos con presencia de sulfuros de cobre producen una pobre extracción de oro y un alto consumo de reactivos. MUIR et al [8] reportó que la cianuración amoniacal fue un sistema efectivo para la recuperación de oro de un relave con alto contenido de cobre (1.2% Cu, 5 g/TM Au). Ellos

notaron que el consumo de cianuro fue sustancialmente reducido desde 30 kg/TM (En ausencia de amoniaco) a sólo 1.6 kg/TM NaCN (y 1.1kg/TM $NH_3$ en presencia de 0.3 kg/TM $Cu^{2+}$). El efecto benéfico del amoniaco se atribuyó a la estabilización de la especie $Cu^{2+}$ (Ecuación 2.69) como $Cu(NH_3)_4^{2+}$, el cual también actúa como oxidante. La selectividad de la cianuración amoniacal por el oro aparentemente está ligada a la precipitación de cobre como $Cu_3(NH_3)_3(CN)_4$ [1].

$$Cu^{2+} + 4NH_3 \rightarrow Cu(NH_3)_4^{2+} \quad (2.69)$$

### 2.5.2 CARACTERÍSTICAS DEL PROCESO

La cianuración amoniacal presenta varias características que se presentan como ventajas frente a otros procesos alternativos:

- El sistema cianuro-amoniaco permite que la disolución de metales se realice en medio alcalino permitiendo así mitigar problemas relacionados a corrosión de equipos.
- Permite el tratamiento de gran variedad de menas aurífero-argentíferas incluyendo menas con altos contenido de carbonatos, sin afectar el consumo de reactivos.
- La presencia del ión amonio nos permite un mejor control y estabilidad de la alcalinidad de la solución debido al equilibrio $NH_3 \leftrightarrow NH_4^+$.
- Existe la formación del complejo $Cu(NH_3)_4^{2+}$ el cual cumple la función de oxidante.
- Este proceso a diferencia de la cianuración convencional permite disminuir el consumo de cianuro de sodio, esto debido a la estabilización de la especie $Cu^{2+}$ como $Cu(NH_3)_4^{2+}$, la cual es altamente soluble en soluciones de cianuro.
- El sistema de lixiviación cianuro-amoniaco permite una lixiviación selectiva del oro.

### 2.5.3 VARIABLES

Las variables que afectan el proceso de cianuración amoniacal son muy parecidas o las mismas que afectan el proceso de cianuración convencional o el proceso de lixiviación amoniacal de cobre y son las siguientes:

- Concentración de cianuro.- La razón de disolución de oro en soluciones cianuradas aumenta linealmente con la concentración de cianuro, hasta que alcanza o se produce un máximo, más allá de este punto el incremento de la concentración de cianuro no aumentará la cantidad de oro disuelto, contrariamente tiene un efecto retardante u aumentará el consumo e cianuro.

- Concentración de amoniaco.- En la cianuración amoniacal es importante controlar la concentración de amoniaco libre el cual nos permitirá asegurar la formación del complejo $Cu(NH_3)_4^{2+}$. Para el caso de a lixiviación amoniacal de cobre existe una concentración de amoniaco debajo la cual la disolución de cobre no se da, de acuerdo al diagrama de estabilidad de especies de cobre en soluciones de amoniaco este valor es de aproximadamente 0.44 mol/L de amoniaco [1].

- Concentración de oxígeno.- Al igual que la cianuración convencional el oxígeno disuelto es otra de las variables importantes en la cianuración amoniacal, el cual nos permite mejorar la extracción de oro si se manejan concentraciones de oxígeno disuelto entre 8 mg/L y 20 mg/L [1].

- La alcalinidad.- El pH es una variable importante que nos permite controlar el amoniaco libre y la lixiviación de oro y cobre, la cual tiende a incrementar con el incremento del pH. El óptimo pH fue reportado entre 10.5 y 11.5 siendo la extracción de oro más selectiva a valores de pH bajos [3]. Es importante señalar además que se debe controlar el pH para mantener estable la especie $Cu(NH_3)_4^{2+}$ la cual es estable a un pH entre 7.9 – 10.6 y a demás evitar la precipitación de cobre que se da a un pH mayor a 11.

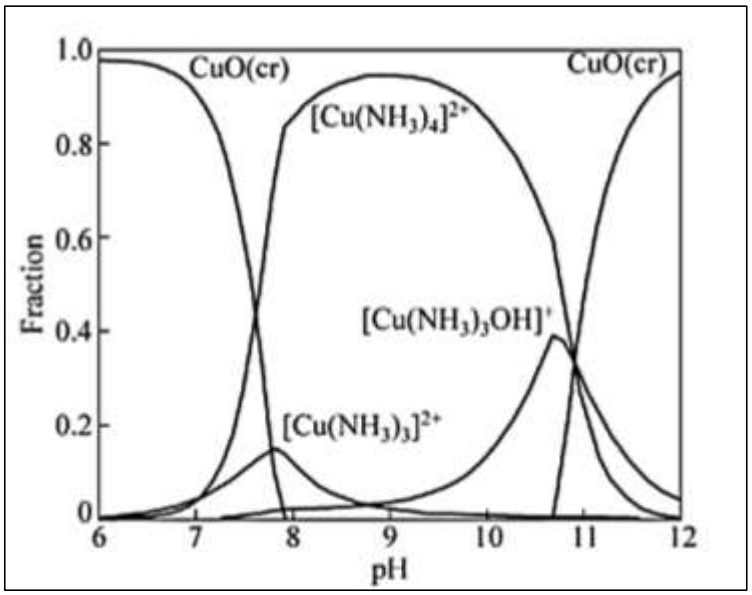



**Figura N°2.12. Estabilidad de las especies de cobre frente a soluciones de amoniaco en función del pH (1.0 mol/L $NH_3$ y 1.1% Cu con un porcentaje de sólidos de 25%). Fuente: MEDUSA.**

### 2.5.4 MECANISMO DE DISOLUCIÓN DEL COBRE EN SOLUCIONES AMONIACALES

El cobre es soluble en soluciones amoniacales. Podremos notar muchas similitudes entre la lixiviación amoniacal del cobre y la cianuración de oro. Para el caso del cobre, no hay disolución sin la presencia de oxígeno, según la siguiente reacción:

$$Cu + 4NH_3 + \frac{1}{2}O_2 + H_2O \leftrightarrow [Cu(NH_3)_4]^{+2} + 2OH^- \quad (2.70)$$

Dependiendo de la concentración de amoníaco en la solución, se formarán distintos complejos amoniacales de cobre.

La velocidad de disolución del cobre, depende de la presión parcial del oxígeno para bajas concentraciones de amoníaco y es función de la concentración del lixiviante cuando la presión parcial del oxígeno es alta.

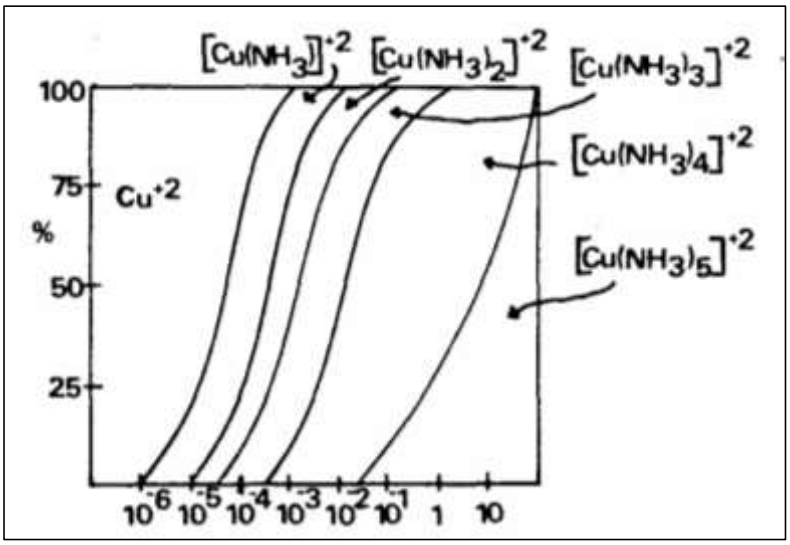



**Figura N°2.13. Especies de cobre formadas a distintas concentraciones de amoniaco. Fuente: O. Benavente, Hidrometalurgia.**

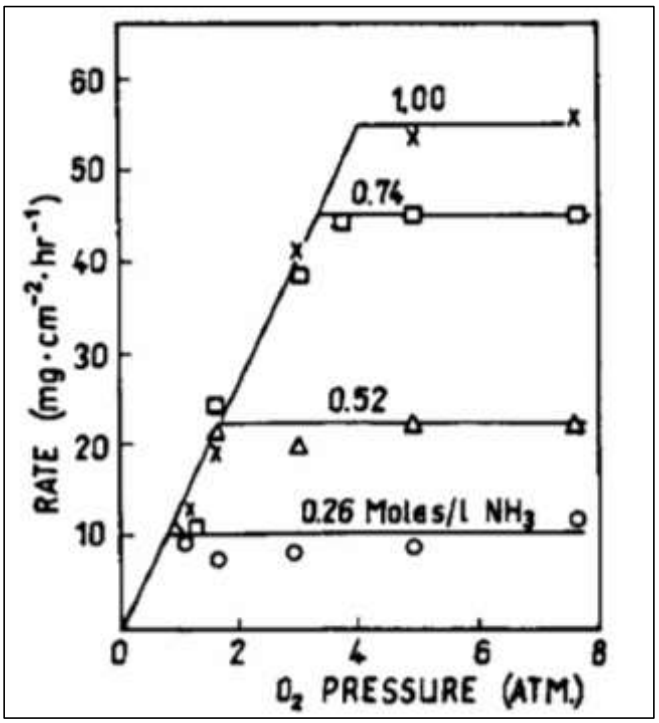



**Figura N°2.14. Efecto de la concentración de amoniaco y presión de oxígeno en el ratio de disolución de cobre. Fuente: F. Habashi, A Generalized kinetic Model for Hidrometallurgical Processes.**

El ión amonio ($NH4^+$) por sí sólo no disuelve cobre. Pero cuando se adiciona con una solución de hidróxido de amonio crece la velocidad de disolución. Por esta razón, se usa como agente lixiviante una mezcla de hidróxido de amonio (NH4OH) y nitrato de amonio ($(NH_4)_2NO_3$).

Se sugieren varios mecanismos para la reacción de disolución, entre ellos el mecanismo auto catalítico, basado en el equilibrio entre cuproso y cúprico. En el mecanismo auto catalítico se asumen tres etapas:

a) Formación de complejo cuproso-amoniacal:

$$2Cu + 4NH_3 + \frac{1}{2}O_2 + H_2O \leftrightarrow 2[Cu(NH_3)_4]^{+2} + 2OH^- \quad (2.71)$$

b) Oxidación del complejo cuproso-amoniacal a complejo cúprico-amoniacal con el oxígeno:

$$2[Cu(NH_3)_4]^{+2} + 2NH_3 + \frac{1}{2}O_2 + H_2O \leftrightarrow [Cu(NH_3)_4]^{+2} + 2OH^- \quad (2.72)$$

c) Reducción del cúprico-amoniacal a cuproso-amoniacal con cobre:

$$Cu(NH_3)_4^{2+} + Cu \leftrightarrow 2Cu(NH_3)_2^{+} \quad (2.73)$$

En este mecanismo el equilibrio cuproso ↔ cúprico juega el rol de catalizador.

Este mecanismo fue refutado por Halpern [9], objetando su validez de acuerdo a los siguientes dos puntos:

a) No se detectaron iones cuprosos en la solución en estudio.
b) La adición de ión cúprico no tiene mayor efecto en la disolución.

Debido a una serie de discusiones y negativas sobre este mecanismo F. Habashi sugirió un nuevo mecanismo el cual se mostrará adelante, este mecanismo el que tiene mayor aceptación.

**Diagrama Eh-pH para Cu-NH3-H2O a 25°C:**

Se presenta el sistema Cu-$H_2O$ con $[Cu^{+2}] = 1$ y el sistema Cu-$NH_3$-$H_2O$ con $[Cu^{+2}] = 1$ y $[NH_3 + NH_4^+] = 1$.

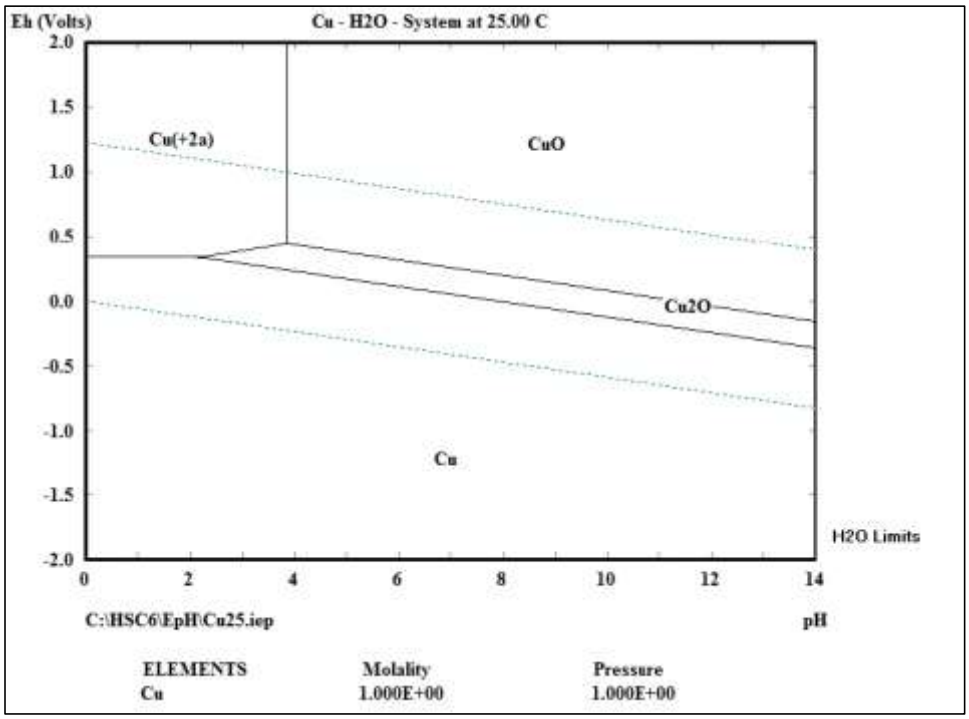



**Figura N°2.15. Diagrama Eh-pH del sistema Cu-$H_2O$ con $[Cu^{+2}] = 1$. Fuente: HSC Chemistry.**

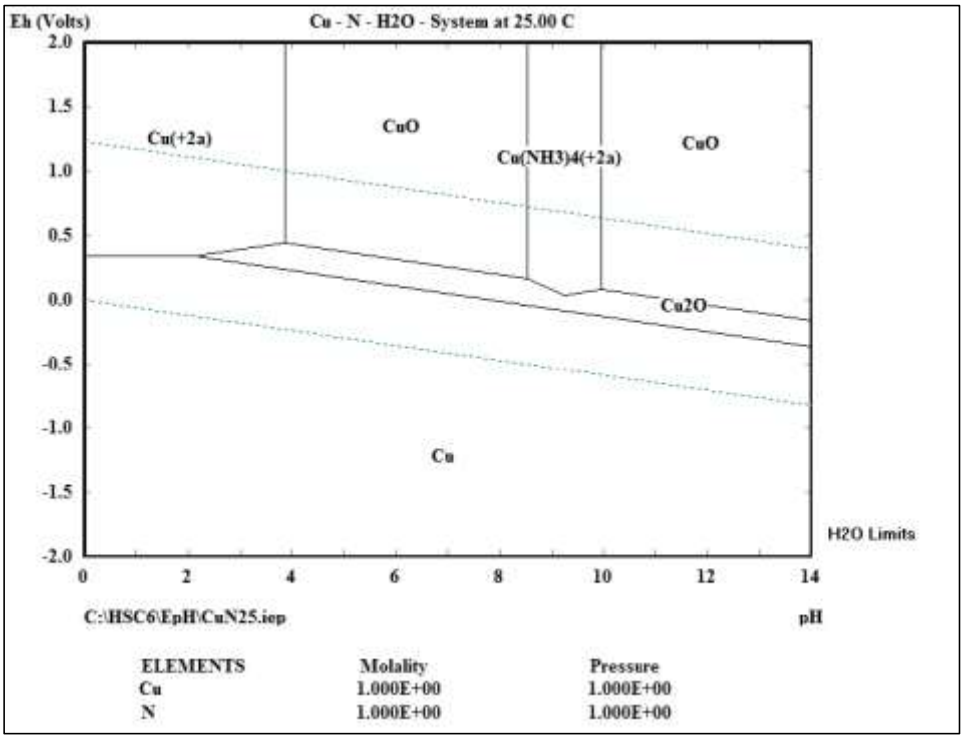



**Figura N°2.16. Diagrama Eh-pH del sistema Cu-$NH_3$-$H_2O$ con $[Cu^{+2}] = 1$ y $[NH_3 + NH_4^+] = 1$. Fuente: HSC Chemistry.**

Comparando ambas figuras vemos que la presencia de amoníaco cambia la situación. Vemos que la presencia de amoníaco implica que la tenorita (CuO) y la cuprita (Cu2O) pueden disolverse entre pH 6,4 y 10, como los complejos $[Cu(NH_3)_2]^{+2}$ y $[Cu(NH_3)_4]^{+2}$. Notar también que a pH cercano a 9,2, hay un quiebre en las fronteras de estabilidad. En realidad aquí estamos en presencia de dos sub diagramas definidos por el equilibrio:

$$NH_4^+ = NH_3 + H^+ \qquad log\ K = -9.25\ a\ 25° \tag{2.74}$$

Por lo tanto si se hace un diagrama de especiación, encontraremos que bajo pH 9.25 la especie predominante es $NH_4^+$, mientras que para pH > 9.25, la especie predominante es $NH^3$. Es decir, para dibujar el diagrama Cu-$NH^3$-$H_2O$, se requiere dos sets de ecuaciones, uno, considerando reacciones de las especies de Cu con $NH_4^+$ y otro considerando reacciones de las especies de Cu con $NH_3$.

O sea, por ejemplo para la ecuación entre $Cu^{+2}$ y $Cu(NH_3)_2^{+2}$.

$a)\ Región\ NH^4\ (pH < 9.25),\ Cu^{+2} + 2NH_4^{+2} \leftrightarrow (Cu(NH_3)_2)^{+2} + 2H$

$b)\ región\ NH3\ (pH > 9.25),\quad Cu^{+2} + 2\,NH_3 \leftrightarrow (Cu(NH_3)_2)^{+2}$

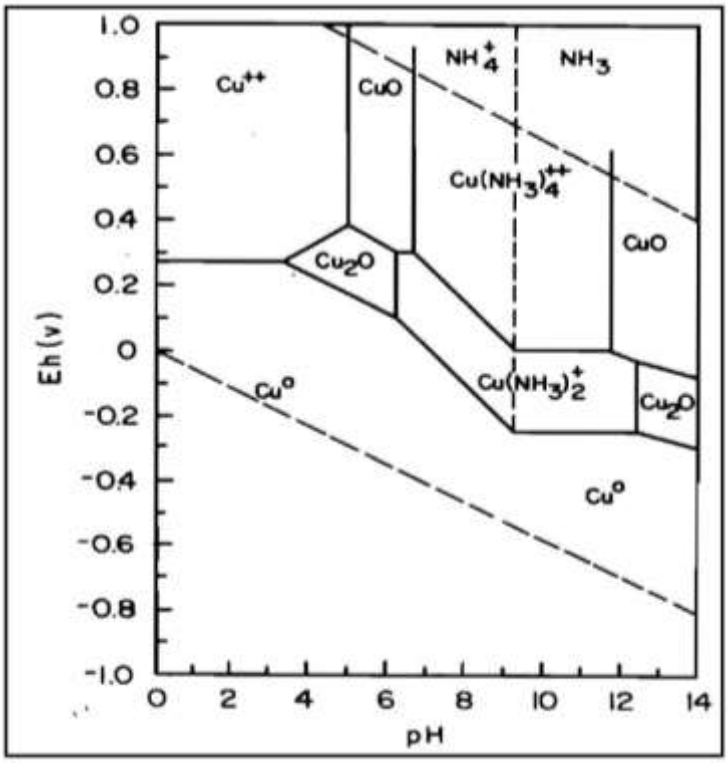



**Figura N°2.17. Eh-pH diagrama para el sistema Cu-$NH_3$-$H_2O$ a 25°C y 101.3 kPa. Fuente: Caron M.1955. Ammonia leaching of nickel sulfide ores.**

Una vez construidos los dos sub diagramas, ambos se juntan para generar el diagrama completo mostrado en la figura N°2.17.

El diagrama Eh-pH Indica que para disolver cobre en medio amoniacal, el pH debe ser alrededor de 9.3 y deben usarse condiciones oxidantes de acuerdo a la siguiente reacción:

$$Cu + 4NH_3 + \frac{1}{2}O_2 + H_2O \leftrightarrow [Cu(NH_3)_4]^{+2} + 2OH^- \quad (2.75)$$

La disolución es de naturaleza electroquímica. La teoría general sobre la corrosión de metales nos dice que cuando un metal está en contacto con una sal soluble la cual presenta oxígeno disuelto, el oxígeno toma electrones de una de las superficies del metal (la zona catódica), mientras el metal los devuelve por la otra zona del metal (zona anódica). Estos principios han sido bien establecidos y satisfactoriamente establecidos en varios casos, por ejemplo, la disolución de zinc en soluciones de cloruro de sodio en presencia de aire, o en la disolución de oro en soluciones de cianuro [9].

Al igual que en el mecanismo de disolución de oro en soluciones de cianuro, en la disolución de cobre en soluciones de amoniaco dos reacciones son las que se realizan:

La reacción catódica es la reducción de oxígeno en la superficie del cobre:

$$\frac{1}{2}O_2 + H_2O + 2e^- \leftrightarrow 2OH^- \quad (2.76)$$

La reacción anódica involucra la disolución de cobre:

$$Cu + 4NH_3 \leftrightarrow [Cu(NH_3)_4]^{+2} + 2e^- \quad (2.77)$$

A altas concentraciones de ión cúprico, se debe incorporar en el modelo un equilibrio entre Cu(I) y Cu(II).

$$Cu + [Cu(NH_3)_n]^{+2} \leftrightarrow [Cu(NH_3)_2]^{+} \quad (2.78)$$

$$[Cu(NH_3)_2]^{+} + 2NH_3 \leftrightarrow [Cu(NH_3)_4]^{+2} + e^- \quad (2.79)$$

El modelo descrito está basado en dos suposiciones las cuales se validarán más adelante:

i) La velocidad de reacción en el cátodo está controlada por la difusión de oxígeno.

ii) La velocidad de reacción en el ánodo es controlada por reacción química entre amoníaco y cobre.

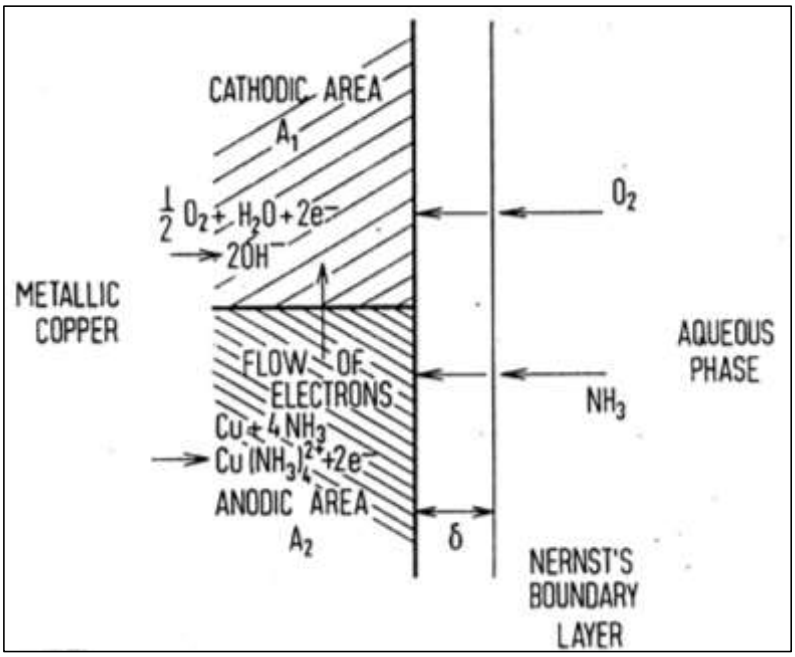



**Figura N°2.16. Representación esquemática de la disolución electroquímica del cobre en solución de amoniaco. Fuente: F. Habashi. 1963. Kinetics and Mechanism of Copper Dissolution in Aqueous Ammonia.**

En el estado estacionario, la velocidad a la cual el oxígeno es consumido en el cátodo, debe ser igual a la velocidad a la cual difunde a través de la capa interfase:

$$-r_0 = -\frac{d[O_2]}{dt} = -\frac{D_0 A_1 \{[O_2]_b - [O_2]_s\}}{\delta} \quad (2.80)$$

Donde:

$D_o$ = Cieficiente de difusión del oxígeno disuelto.

$\delta$ = Espesor de la capa de Nerst.

A1 = Área superficial donde se leva a cabo la reacción catódica.

$[O_2]_b$ = Concentración de oxígeno en la mezcla de solución.

$[O_2]s$ = Concentración de oxígeno en la sperficie del metal.

Se asume que la concentración de oxígeno en la superficie es muy pequeña comparada con la concentración en el seno de la solución, se tiene:

$$[O_2]_s = 0$$

Por lo tanto:

$$\frac{d[O_2]}{dt} = \frac{A_1 D_0 [O_2]}{\delta} = k_1 A_1 [O_2] \quad (2.81)$$

De acuerdo a la estequeometría de la reacción general dos equivalentes de cobre se disuelven cuando un mol de oxígeno se consume:

$$Ratio\ de\ disolución\ de\ cobre = r_{cu} = 2r_0 = 2k_1 A_1 [O_2] \quad (2.82)$$

La segunda suposición implica que la velocidad a la cual el amoníaco difunde a través de la capa interfase es mucho más rápida que la velocidad a la cual reacciona químicamente con el cobre.

De acuerdo a la estequeometría general:

$$Ratio\ de\ disolución\ de\ cobre = r_{cu} = \frac{1}{4} r_{NH_3} \quad (2.83)$$

Luego:

$$Ratio\ de\ disolución\ de\ cobre = r_{cu} = \frac{1}{4} k_2 A_2 [NH_3] \quad (2.84)$$

Donde:

$K_2$ = Constantente de velocidad de la reacción química.

$A_2$ = Área superficial donde se lleva a cabo la reacción anódica.

$[NH_3]$ = Concentración de amoniaco libre en la solución.

En el estado estacionario, la reacción catódica y la anódica proceden a la misma velocidad. Así se tiene:

$$2k_1 A_1 [O_2] = \left(\frac{1}{n}\right) k_2 A_2 [NH_3] \quad (2.85)$$

Pero $A = A_1 + A_2$. Donde A es la superficie total que está en contacto con la solución.

Por lo tanto:

$$r_{cu} = \frac{2k_1 k_2 A [O_2][NH_3]}{8k_1 [O_2] + k_2 [NH_3]} \quad (2.86)$$

De esta última ecuación se pueden hacer dos simplificaciones:

i) Cuando la concentración de oxígeno es baja, el término $2k_1[O_2]$ llega a ser despreciable en el denominador y por lo tanto: $rCu = 2\ k_1\ A\ [O_2]$

ii) Cuando la concentración de oxígeno es alta, el término $(1/n)k_2[NH_3]$ en el denominador puede ser ignorado para dar: $rCu = (1/4)\ k_2\ A\ [NH_3]$

## 2.6 RECUPERACIÓN DE ORO A PARTIR DE SOLUCIONES CIANURADAS

### 2.6.1 CARBÓN ACTIVADO

En el proceso de adsorción con carbón activado los átomos en la superficie del carbón atraen y retienen moléculas de compuestos e iones que contienen el oro.

#### 2.6.1.1 Características generales del carbón activado

El carbón activado se caracteriza por ser un material que tiene una gran superficie específica, propiedad que le confiere una gran capacidad para retener, en su superficie, compuestos de interés o elementos indeseables contenidos en diversos sistemas: líquidos o gaseosos. El carbón activado es un producto que posee una estructura cristalina reticular similar a la del grafito, es extremadamente poroso y puede llegar a desarrollar áreas superficiales del orden de 1.500 m2 o más por gramo de carbón. El tamaño de los poros varía desde 3 Å a varios miles de Å.

El Proceso de Activación:

El Carbón activado puede fabricarse a partir de todo tipo de material carbonoso, o bien, a partir de cualquier carbón mineral no grafítico. Sin embargo, cada materia prima le da características y calidades distintas al producto. Existen dos métodos de activación: activación térmica y por deshidratación química.

A) Activación térmica:

Para su obtención se parte de un material orgánico (madera, cáscara de coco, etc), el proceso se inicia con su carbonización, la cual debe realizarse a una baja temperatura (400°C), para que no se favorezca la grafitación. Si se parte de carbón mineral, no se requiere la carbonización, ya que ésta la realiza la misma naturaleza. Sin embargo, en el caso de los carbones minerales suele ser necesario un lavado previo, para extraer contaminantes como azufre y metales pesados, que están presentes en los yacimientos.

B) Activación por deshidratación química:

Este método solo puede aplicarse a ciertos materiales orgánicos, relativamente blandos y que están formados por moléculas de celulosa, como es el caso de la madera. La primera etapa consiste en deshidratar la materia prima mediante la acción de un químico, que puede ser ácido fosfórico, cloruro de zinc o carbonato de potasio. Posteriormente, se carboniza el material deshidratado a baja temperatura (500 a 600°C), obteniéndose automáticamente la estructura porosa deseada.

### 2.6.1.2 Técnicas de Adsorción

La tecnología del uso del carbón activado comprende tres técnicas de aplicación, que son: Carbón en pulpa (CIP), Carbón en columna (CIC) y Carbón en lixiviación (CIL).

La técnica de adsorción a aplicar depende del tipo de cianuración:

CIC: Aplicable a soluciones claras salientes de lixiviación por percolación en bateas o pilas, normalmente en varias etapas y en contracorriente.

CIP: Aplicable a pulpas provenientes de cianuración por agitación. La solución se trata sin separación solido – liquido, generalmente en tanques separados, en varias etapas y en contracorriente.

CIL: Consiste en adsorber el oro en el carbón durante la lixiviación. El movimiento del carbón es en contracorriente.

CARBÓN EN PULPA (CIP):

Es generalmente usado en el tratamiento de menas de oro de bajo grado, aunque también puede ser usado en concentrados. Las menas son molidas en un molino de bolas en una operación en circuito cerrado con un ciclón, para obtener un producto de tamaño adecuado para la lixiviación. La pulpa es acondicionada con cal y aire por varias etapas de lixiviación. En cada tanque la cal, el cianuro de sodio y aire de la planta son vigorosamente mezclados mecánicamente, dentro de la pulpa, con el objeto de lograr la disolución del oro.

La pulpa fluye del circuito de lixiviación hacia el circuito CIP que consta de tres o más tanques lixiviantes, dentro de los cuales se adiciona carbón

activado, cal, cianuro de sodio y aire de la planta, aunque el cianuro es omitido en el último tanque para reducir el contenido de cianuro libre en la pulpa antes de la descarga. El circuito CIP opera en contracorriente, es decir que el carbón activado fluye en diferente dirección que la pulpa lixiviada.

Mientras el carbón avanza por el circuito, éste adsorbe los complejos auríferos y argentíferos y luego es enviado al circuito de desorción. La pulpa estéril es cribada y dispuesta como colas, el agua de las colas es reutilizada.

El carbón activado cargado con cianuro de oro y plata es transportado a los tanques de desorción en donde una solución caliente de NaCN – NaOH es usada para lavar los metales preciosos, la solución rica es bombeada a las celdas de electrodeposición, donde el oro y la plata son tratados sobre cátodos de lana de acero y posteriormente, el cátodo es removido para fusión.

El carbón despojado de los metales preciosos es enviado a un horno de regeneración para reactivar su superficie, después mezclado con carbón nuevo, cribado y luego retornando al circuito CIP.

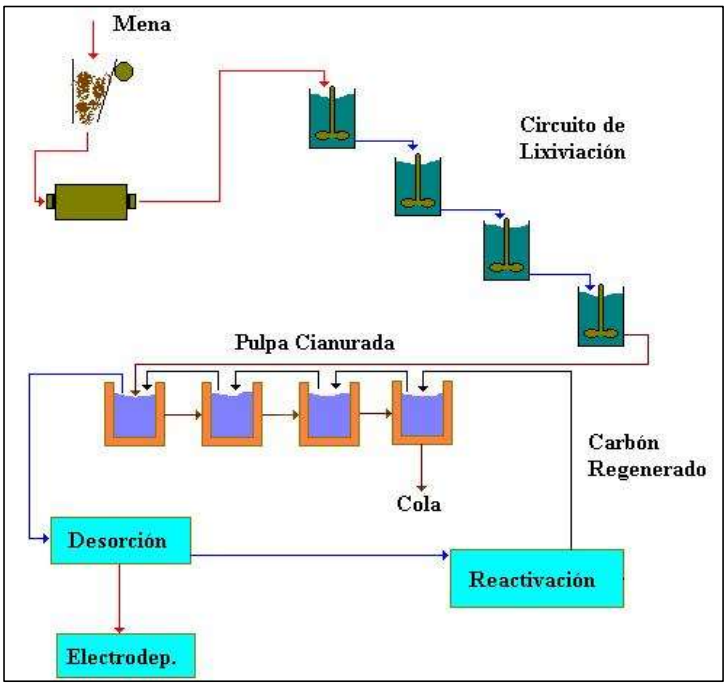



**Figura N°2.17. Esquema de la operación del método CIP. Fuente: M. Sc Mario Gaete M.**

CARBÓN EN LIXIVIACIÓN (CIL):

En este proceso, el carbón activado se adiciona a la pulpa en los tanques de lixiviación, permitiendo la adsorción del oro y de la plata desde la solución a medida que ocurre la cianuración, El avance del carbón se hace en contracorriente con la pulpa, de manera similar al CIP, empleando tanques de agitación e inyección de aire.

Durante el proceso se debe acondicionar el pH (10 – 11) y ajustar la concentración de cianuro. Normalmente, tiempo de residencia de la pulpa en esta etapa es de 8 horas, después del cual el carbón es separado por medio de una criba y llevado al circuito de recuperación.

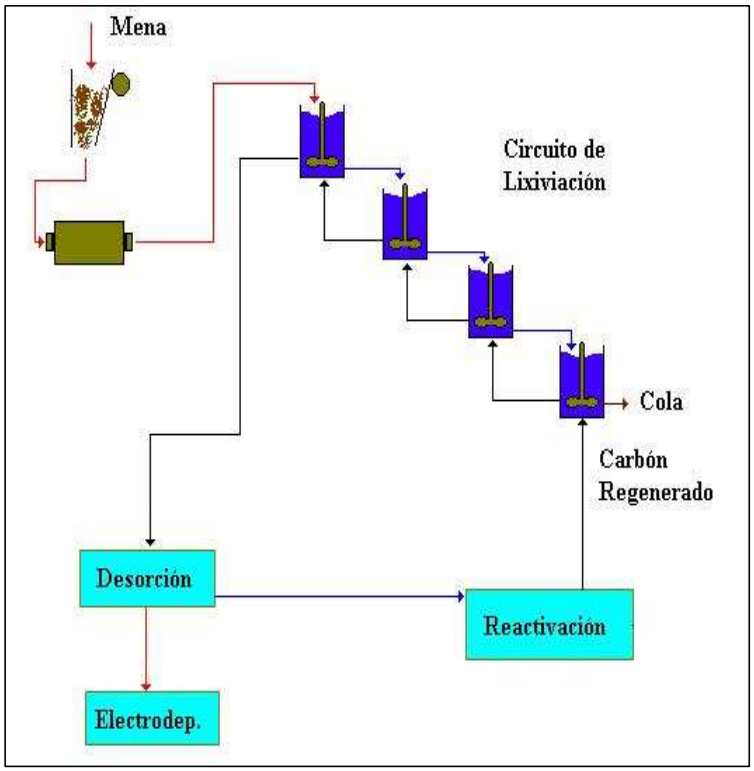



**Figura N°2.18. Esquema de la operación del método CIL. Fuente: M. Sc Mario Gaete M.**

CARBÓN EN COLUMNA (CIC):

En este método se hacen pasar las soluciones que se percolan de las pilas de lixiviación por varias columnas, éstas en su interior contienen el carbón activado. Las columnas que están en contacto con las soluciones

cianuradas son periódicamente rotadas para tener un mayor aprovechamiento de la capacidad de adsorción del carbón.

La alimentación de las columnas se realiza en contracorriente, lo que mantiene las partículas de carbón en suspensión evitando que el lecho se compacte. La primera columna que se contacta con la solución es retirada periódicamente y se rotan las restantes, agregándose al final una nueva columna con carbón descargado. El oro adsorbido sobre el carbón activado es extraído del mismo, mediante una solución alcalina de sulfato de sodio o una solución cianurada en caliente. El oro que contiene esta última solución cianurada se puede recuperar mediante electrolisis.

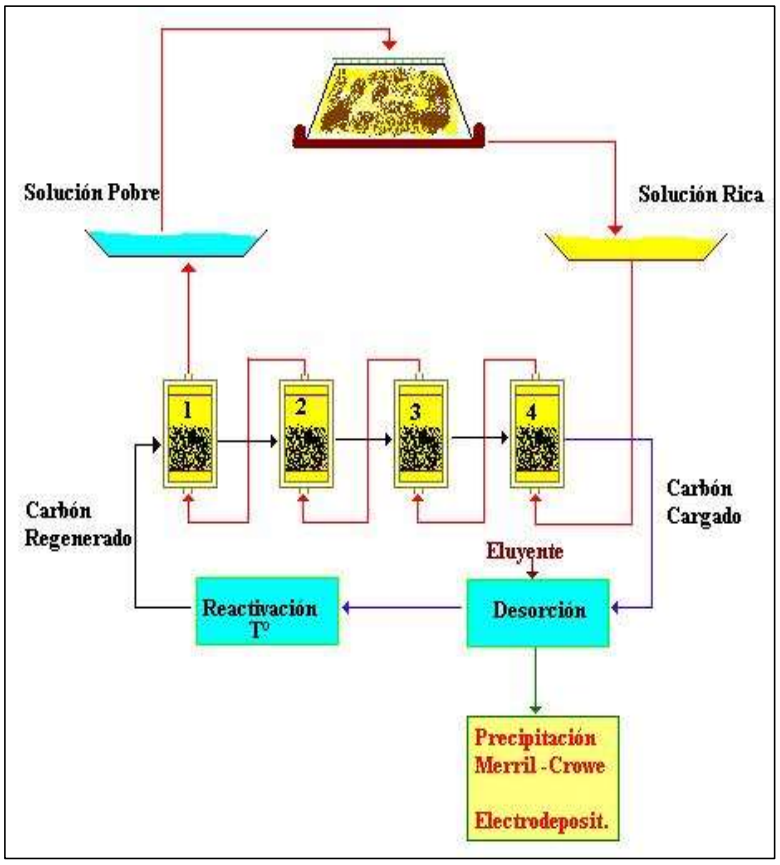



**Figura N°2.19. Esquema del método de operación CIC. Fuente: M. Sc Mario Gaete M.**

### 2.6.2 MERRILL CROWE

El principio de la precipitación con Zinc de metales preciosos contenidos en soluciones cianuradas, está basado en el hecho de que el oro y la plata son electronegativos respecto al zinc, ocurriendo un reemplazo electroquímico del oro y la plata por el zinc, seguido por el desplazamiento del hidrógeno del agua por el sodio según la siguiente reacción:

$$Zn + Au\,(CN)^{-2} + 2CN^{-} + H2O \rightarrow Zn\,(CN)_4^{-2} + Au + \frac{1}{2}\,H_2 + OH^{-} \quad (2.87)$$

Para lograr una buena precipitación es necesario mantener ciertas condiciones como: control químico, des-aireación, debe existir una cantidad suficiente de cianuro y cal libre para disolver el Zinc y mantener en la solución los compuestos formados.

Un exceso de cianuro provoca un consumo elevado de Zinc y un exceso de cal tiende a retrasar la precipitación, para evitar esta situación se debe añadir acetato de plomo para acelerar la precipitación del oro (este precipita en el zinc en forma de película metálica, creando así un par galvánico, que da lugar a una precipitación más rápida del oro y menor consumo de Zinc).

### 2.6.3 INTERCAMBIO IÓNICO

El intercambio iónico es un proceso básico de química en donde, como su nombre lo indica, existe un intercambio de iones entre dos fases.

En este proceso, el intercambiador (fase sólida) es una red macromolecular, que tiene adheridos por atracción electroestática, los iones intercambiables de signo opuesto al ión insoluble de la red.

Las resinas son compuestos macromoleculares que constituyen la mayor parte de los intercambiadores iónicos. Generalmente son de tipo gel y están constituidos por un ión insoluble al que están asociados iones de carga opuesta los cuales se intercambiarán. Las resinas con estructura de red macromolecular tipo gel son preparadas sin solventes diluyentes, mientras que las preparadas con solventes tienen una estructura con macro poros más abierta. Éstas últimas son las preferidas para la extracción de oro ya que proveen mayor superficie para el intercambio y tienen mejor resistencia mecánica que las de otro tipo.

Las resinas poseen cierto grado de porosidad que permite tener una mayor área de contacto para el intercambio. Así mismo son completamente insolubles en agua o el solvente de la fase líquida y son resistentes a la degradación química. La resistencia física de las resinas depende de la estructura de la red macromolecular.

Las resinas son fabricadas con diámetros que van desde 0.3 mm hasta 1.0 mm. En general las resinas con diámetros mayores son empleadas en procesos de extracción en pulpa y gracias a su forma esférica y su textura lisa, estas tienen buena resistencia a la abrasión.

Las resinas según su procedencia son naturales y derivadas de productos naturales o resinas sintéticas que son las de mayor uso. Ambos tipos de resinas tanto las naturales como las sintéticas intercambiarán aniones o cationes dependiendo de las características propias de la resina así las resinas en donde lo aniones son los que se intercambian se les conoce como resinas aniónicas y aquellas en donde lo cationes son los que se intercambian son denominadas catiónicas.

Las resinas sintéticas las podemos obtener por polimerización o policondensación y desde que l oro en las soluciones cianuradas está como complejo aurocianuro, $Au\ (CN)^{2-}$ , las resinas que se emplearan para la recuperación de este complejo deberán ser las aniónicas.

Las etapas de este proceso son: Primero la carga del adsorbente con los iones metálicos (Recuperación de oro de soluciones cianuradas) y luego su elución con una solución acuosa adecuada, generalmente soluciones fuertemente básicas y calientes.

# CAPÍTULO III

# DESCRIPCIÓN DEL PROCESO EN MINERA LAYTARUMA S.A.

## 3.1 LOCALIZACIÓN

Minera Laytaruma S.A. se encuentra ubicada en el Fundo denominado “Laytaruma”, el mismo que pertenece a la jurisdicción del distrito de Sancos, provincia de Lucanas en el departamento de Ayacucho. Se encuentra ubicado en la Quebrada Laytaruma a una altitud de 1,060 m.s.n.m. Se accede al área del proyecto desde la ciudad de Lima, a través de la Panamericana Sur hasta el kilómetro 572, desde el cual se accede a través de una vía afirmada de 44 Km. hasta la zona del proyecto.

**Figura N°3.1.Ubicación de Minera Laytaruma S.A. Fuente: Elaboración propia.**

## 3.2 DESCRIPCIÓN GENERAL

La Planta “Minera Laytaruma” acopia diversos tipos de minerales auríferos (óxidos y sulfuros), provenientes de la zona y de otros lugares a nivel nacional.

Dichos minerales, después de haberse reducido a un tamaño no mayor a ½”, son clasificados desde el punto de vista metalúrgico (tipo, ley, recuperación, etc.), para posteriormente enviarlos a planta para la molienda y lixiviación.

## 3.3 ETAPA DE RECEPCIÓN DE MINERAL

### 3.3.1 PESADO DE LOTES

Se dispone de una balanza electrónica de camiones de 100 TM, Mettler Toledo, ubicada en la zona de entrada de la planta. Los lotes de mineral son registrados en el Sistema de Pesaje Integra. Todo vehículo que trae lotes de mineral acopiado llega con la guía de remisión, guía de transportista y vale interno. El vehículo entra a la balanza para que el lote de mineral se pese, clasifique (mineral grueso, mineral polveado y zaranda) y se le designe un código, para posteriormente ser descargado. El proceso de pesaje culmina al ingresar el vehículo a la balanza de pesaje, para destararlo y obtener el peso del lote descargado.

### 3.3.2 CHANCADO DE LOTES

El área de control y recepción de minerales se encarga de cualificar, cuantificar, y almacenar el mineral acopiado. El mineral pesado es descargado en la zona superior de la planta. Si el lote tiene un granulometría mayor a ½” es chancado en uno de los 3 circuitos de chancado; para luego ser muestreado.

Cada circuito cuenta con una tolva de gruesos con una parrilla de 5” de luz, la faja transportadora N° 1 alimenta a la chancadora de quijada, aquí se reduce a <1”; este producto se transporta por la faja transportadora Nº 2 hacia la zaranda vibratoria con malla cocada de 1/2", sobre esta faja Nº 2 se encuentra un imán permanente que captura todo los elementos metálicos que puedan ingresar a la chancadora cónica, el oversize de la zaranda vibratoria se descarga a la chancadora cónica de 2’ y el undersize (<½”) va al chute de descarga como producto final del circuito, la descarga de la

chancadora es recepcionado en la faja Nº 3 la cual regresa a la faja Nº 2, formándose un circuito cerrado en esta etapa.

El producto de estos circuitos es 100% passing ½". Con una humedad promedio de 5 a 6 % producto de agregar agua para evitar la polución de polvos en el circuito de chancado.

**Circuito Chancado 1:**

Conformado por:

**Tabla N° 3.1. Equipos y características del circuito de chancado 1.**
**Fuente: Elaboración propia.**

| N° | Equipos | Medidas | |
|---|---|---|---|
| 1 | Tolva de gruesos | 20 Ton | |
| 2 | Chancadora de quijada | 10"x20" China | Regulación de 1"a 1/2" |
| 3 | Chancadora de cónica | 2' | Regulación de 3/8"a 5/16" |
| 4 | Zaranda vibratoria | 4'x8' | Malla cocada de 1/2" |
| 5 | Faja trasportadora - 01 (Alimenta a la chancadora de quijada) | Longitud : 3.5 m ; Ancho : 24" | |
| 6 | Faja trasportadora - 02 (Alimenta a la zaranda) | Longitud : 24 m ; Ancho : 24" | |
| 7 | Faja trasportadora - 03 (Salida de la chancadora cónica) | Longitud : 10 m ; Ancho : 24" | |

**Circuito Chancado 2:**

Conformado por:

**Tabla N° 3.2. Equipos y características del circuito de chancado 2.**
**Fuente: Elaboración propia.**

| N° | Equipos | Medidas | |
|---|---|---|---|
| 1 | Tolva de gruesos | 20 Ton | - |
| 2 | Chancadora de quijada | 10'x20' Decco | Regulación de 1"a 1/2" |
| 3 | Chancadora de cónica | 2' | Regulación de 3/8"a 5/16" |
| 4 | Zaranda vibratoria | 4'x8' | Malla cocada de 1/2" |
| 5 | Faja trasportadora - 01 (Alimenta a la chancadora de quijada) | Longitud : 3.2 m ; Ancho : 18" | - |
| 6 | Faja trasportadora - 02 (Alimenta a la zaranda) | Longitud : 20 m ; Ancho : 18" | - |
| 7 | Faja trasportadora - 03 (Salida de la chancadora cónica) | Longitud : 9 m ; Ancho : 18" | - |

**Circuito Chancado 3:**

Conformado por:

**Tabla N° 3.3. Equipos y características del circuito de chancado 3.**

**Fuente: Elaboración propia.**

| N° | Equipos | Medidas | |
|---|---|---|---|
| 1 | Tolva de gruesos | 20 Ton | - |
| 2 | Chancadora de quijada | 12'x24' | Regulación de 1"a 1/2" |
| 3 | Chancadora de cónica | 2' | Regulación de 3/8"a 5/16" |
| 4 | Zaranda vibratoria | 4'x6' | Malla cocada de 1/2" |
| 5 | Faja trasportadora - 01 (Alimenta a la chancadora de quijada) | Longitud : 3.9 m ; Ancho : 18" | - |
| 6 | Faja trasportadora - 02 (Alimenta a la zaranda) | Longitud : 18 m ; Ancho : 20" | - |
| 7 | Faja trasportadora - 03 (Salida de la chancadora cónica) | Longitud : 9.5 m ; Ancho : 20" | - |

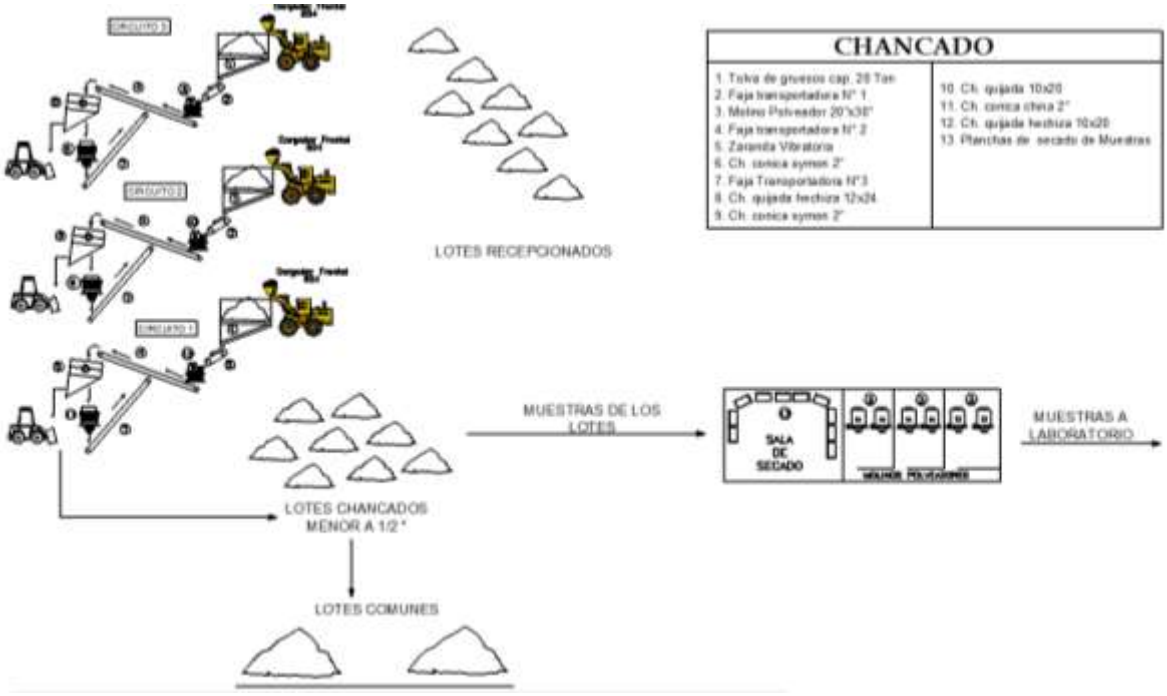



**Figura N° 3.2. Flowsheet mostrando los tres circuitos de chancado.**

**Fuente: Elaboración propia.**

**Figura N° 3.3. Vista panorámica mostrando los tres circuitos de chancado. Fuente: Elaboración propia**.

### 3.3.3 MUESTREO DE LOTES

Luego de haberse chancado los lotes de mineral se procede a sacar la muestra (asegurando que sea los más representativo), que sirve para determinar el contenido de oro con el cual valorizar el mineral. La muestra de mineral que se toma es hasta obtener un peso aproximado de 30 Kg. Los tipos de muestreo que se utiliza son:

MUESTREO POR CUARTEO: Se forma la “cama” de todo el lote, luego se toma muestras de diferentes puntos de los lados y la parte central. Se coloca toda la muestra en una manta, para homogenizarlo; se hace una serie de cuarteos hasta obtener la cantidad necesaria

MUESTREO POR HOYOS: Se coloca el mineral en forma plana y se coge una buena porción de mineral de los bordes y de la parte central con un tubo muestreador (pluma), de esta manera se puede obtener una muestra de la parte interna y externa del lote.

Las muestras de los lotes son llevados hacia la sala de secado, ahí se elimina las sustancias volátiles (humedad) para obtener un producto sólido y seco. Se cuenta con 10 planchas de secado, de 900 cm x 600 cm x 10 cm.

### 3.3.4 HOMOGENIZACIÓN Y CREACIÓN DE COMUNES

Los comunes se clasifican en OXIDO, SULFURO y BAJA RECUPERACION; el cabeceo depende del contenido de agentes cianicidas (consumidores de cianuro), ley y recuperación. Los comunes de Baja recuperación son de los lotes que tienen recuperación inferior a 80%.

### 3.3.5 DIAGRAMA DE FLUJOS

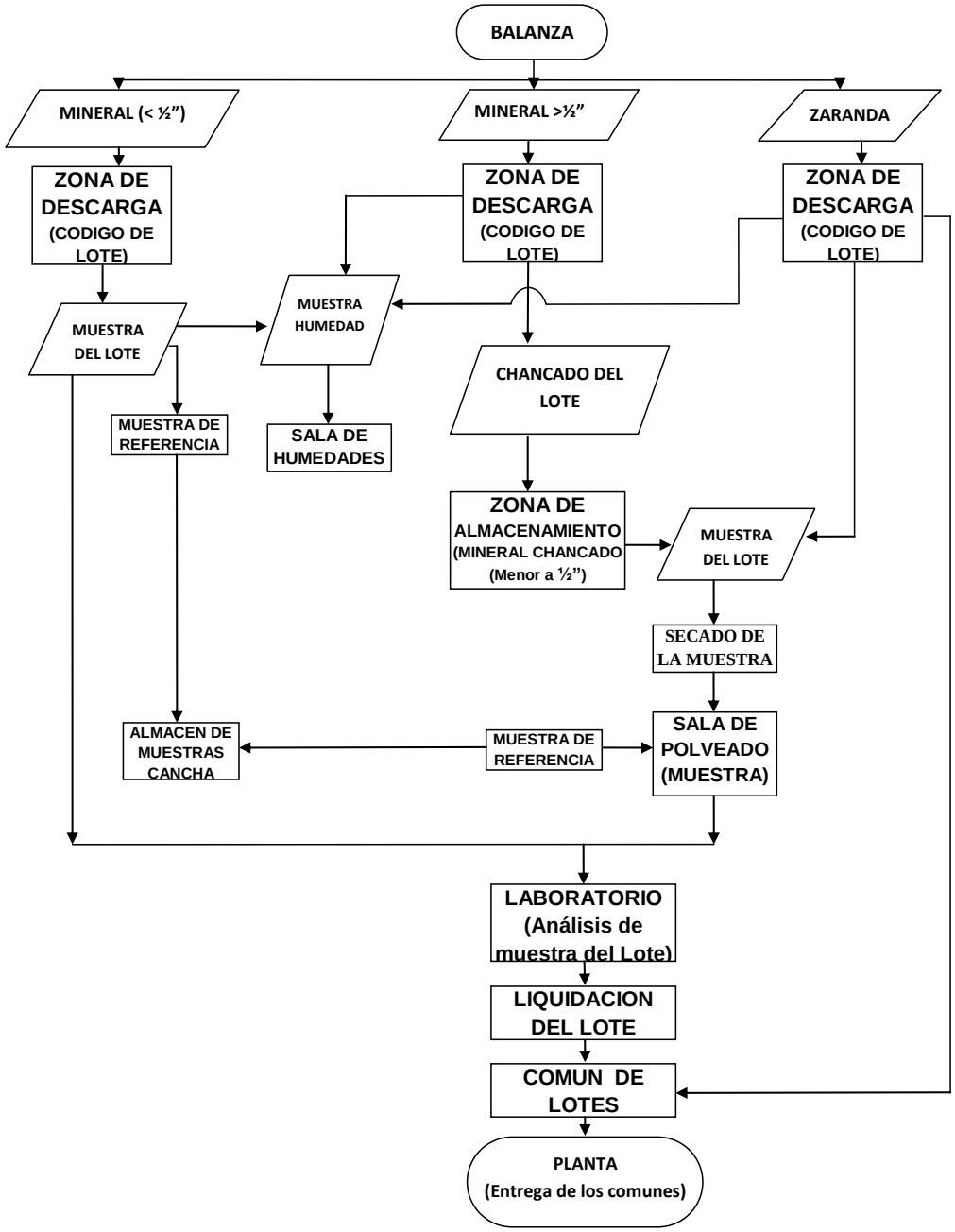



**Figura N° 3.4. Diagrama de flujos de la etapa de recepción de mineral.**

**Fuente: Elaboración propia.**

## 3.4 ANÁLISIS QUÍMICO – LABORATORIO

### 3.4.1 DETERMINACIÓN DE HUMEDAD

El contenido de humedad influye en las propiedades físicas de una sustancia: en el peso, la densidad, la viscosidad, el índice de refracción, la conductividad eléctrica y en muchas otras.

Para determinar este contenido se utilizan técnicas químicas, termo gravimétricas o de desecación.

Se pesa 500 g aprox. de muestra a la bandeja (se anota el peso inicial), luego se lleva a la estufa eléctrica por un periodo de 40 minutos a una temperatura de 150°C. Enfría por unos 5 minutos y se pesar para obtener el peso seco.

CÁLCULOS:

$$\%\, Humedad \;=\; \frac{Pf - Pi \;x\, 100}{Pi} \qquad (3.1)$$

Dónde:

Pf = Peso final

Pi = Peso inicial

### 3.4.2 PREPARACIÓN DE MUESTRAS

Consiste en la preparación mecánica de las muestras de mineral, con la finalidad de obtener la representatividad de la muestra a analizar, dependiendo de la forma física de la muestra se obrará por realizar las siguientes etapas de preparación según la granulometría: Chancado, molino, cuarteo, secado, pulverizado, homogenizado, codificación y embolsado.

Se extiende una lona plastificada en el suelo de 1.5mt x 1.5mt previamente limpia. Se rolea la muestra 2 veces consecutivas para homogenizar, luego se pone la cuarta en el medio y a través de una espátula grande; dos fracciones de la cuarta son tomadas y se le vacía al saco y nuevamente se rolea la muestra. Se pone la cuarta en el medio de la muestra y con una espátula chica se toma una fracción para testigo, otra fracción para la dirimencia, otra fracción para bolsita (re-muestra) y de la última fracción se

toma la muestra para analizar, de lo quede se toma 2 muestras de 500 gr para pruebas metalúrgicas si la muestra es sulfurada.

### 3.4.3 DETERMINACIÓN DE METALES

El método consiste en colectar Au y Ag a través de una mezcla fundente a un regulo de plomo al ser reducido parte del PbO, componente de la mezcla fundente, el resto pasa a oxidar las impurezas metálicas y formar plumbatos con los óxidos metálicos. Los componentes de la mezcla fundente escorifican el material no valioso: el bórax disuelve la gran mayoría de óxidos metálicos y cantidades de sílice de la muestra, el carbonato de sodio actúa sobre la sílice de la muestra formando silicatos de sodio y la sílice actúa como escarificador del fierro formando el silicato correspondiente.

El plomo del régulo formado es separado de la parte valiosa al ser oxidado y absorbido hasta en 90% junto con algunas impurezas metálicas por una copela de magnesita, y el resto es volatilizado como PbO o en forma de $Pb_2O_3$, en el proceso de copelación, obteniéndose un botón no oxidable formado por Au y Ag conocido como doré.

La separación de estos metales se realiza mediante el ataque con ácido nítrico formando AgNO3 en solución, quedando el oro metálico decantado en la misma, el cual es lavado con agua, luego es secado y calcinado.

### 3.4.4 PRUEBAS METALÚRGICAS

Consiste en la determinación el porcentaje de recuperación y el consumo de cianuro de un lote de mineral por medio de la lixiviación con cianuro de sodio, se lixiviará la muestra mineral con cianuro de sodio.

Se realizará toma de control en los siguientes tiempos: 3, 12, 24, 40,60 y 72 horas para determinar la fuerza de cianuro libre, por métodos volumétricos, para esto se utiliza una solución estándar de nitrato de plata estandarizada para titular el cianuro en presencia de un indicador sensible a la plata (KI).

Las pruebas metalúrgicas se realizarán con carbón y sin carbón según sea el caso. Las pruebas con carbón se filtrarán con malla 12 para separar el carbón de la pulpa luego la pulpa se filtrará al vacío obteniendo la muestra solida húmeda que luego se analizará, para luego determinar el porcentaje de recuperación. Las pruebas sin carbón se filtrarán y analizara la solución

rica por el método. Para luego determinar el porcentaje de recuperación. Las pruebas metalúrgicas que no tengan una recuperación mayor al 50% dentro de las 24 horas se les agregara carbón.

## 3.5 ETAPA DE MOLIENDA

Una vez realizado el blending, dicho material es cargado a la tolva de finos con una capacidad de 40 TM con una parrilla de 5" de luz. La Sección molienda cuenta con 5 molinos de bolas.

**Tabla N°3.4. Molinos y sus medidas utilizados en la etapa de molienda. Fuente: Elaboración propia.**

| EQUIPOS | MEDIDAS |
|---|---|
| **Molino N°1** | **8' x 8'** |
| **Molino N°2** | **6' x 8'** |
| **Molino N°3** | **6' x 6'** |
| **Molino N°4** | **6' x 10'** |
| **Molino N°5** | **6' x 6'** |

El mineral es transportado por una banda transportadora que alimenta al molino de bolas M-1, que trabajan en circuito abierto, se adicionan agua y los reactivos como son la soda caustica y el cianuro de sodio, donde ya se forma la pulpa con el fin de iniciar la lixiviación.

La pulpa del Molino M-1 se transporta por medio de una bomba Espiasa 4x3 hacia un Nido Lineal de hidrociclones, los gruesos pasan al molino M-2 y los finos son el alimento para el Molino M-3. La pulpa del Molino M-2 pasa al cajón de descarga del Molino M-1, que a su vez se bombea al Nido de hidrociclones Lineal, el underflow retorna al molino M-2 y el overflow es enviado al cajón de salida del M-3; luego es bombeada a su hidrociclón, los finos alimentan al molino de bolas M-4 y los gruesos entran al molino M-3. La pulpa de este molino es clasificada por su hidrociclón; dirigiendo los finos hacia el cajón de alimentación del nido de ciclones.

El nido de ciclones ICBA es alimentado por una bomba Espiasa 5x4 que trabaja con 8 hidrociclones D-4, los gruesos del nido alimentan al molino M-5; la pulpa de este molino es clasificado por su hidrociclón, los gruesos retornan al cajón de alimentación de del nido. Los finos del nido de ciclones van a la zaranda de cabeza la cual alimenta a los tanques de agitación.

En el resto de los molinos también se adiciona agua, soda caustica y el cianuro de sodio con el fin de llegar a los parámetros requeridos para su lixiviación. Se cuenta con dos repulpadores para formar pulpa con mineral polveado, la cual es repartido entre los molinos M-4 y M-5.

Cada cajón de recepción de molienda tiene un Trommel con una malla cuadrada de 1/4" que sirve para quitar del circuito el mineral grueso o granza y la basura (trozos de madera, alambres, clavos, plásticos, etc.), al ingreso del hidrociclón y salida de las bombas.

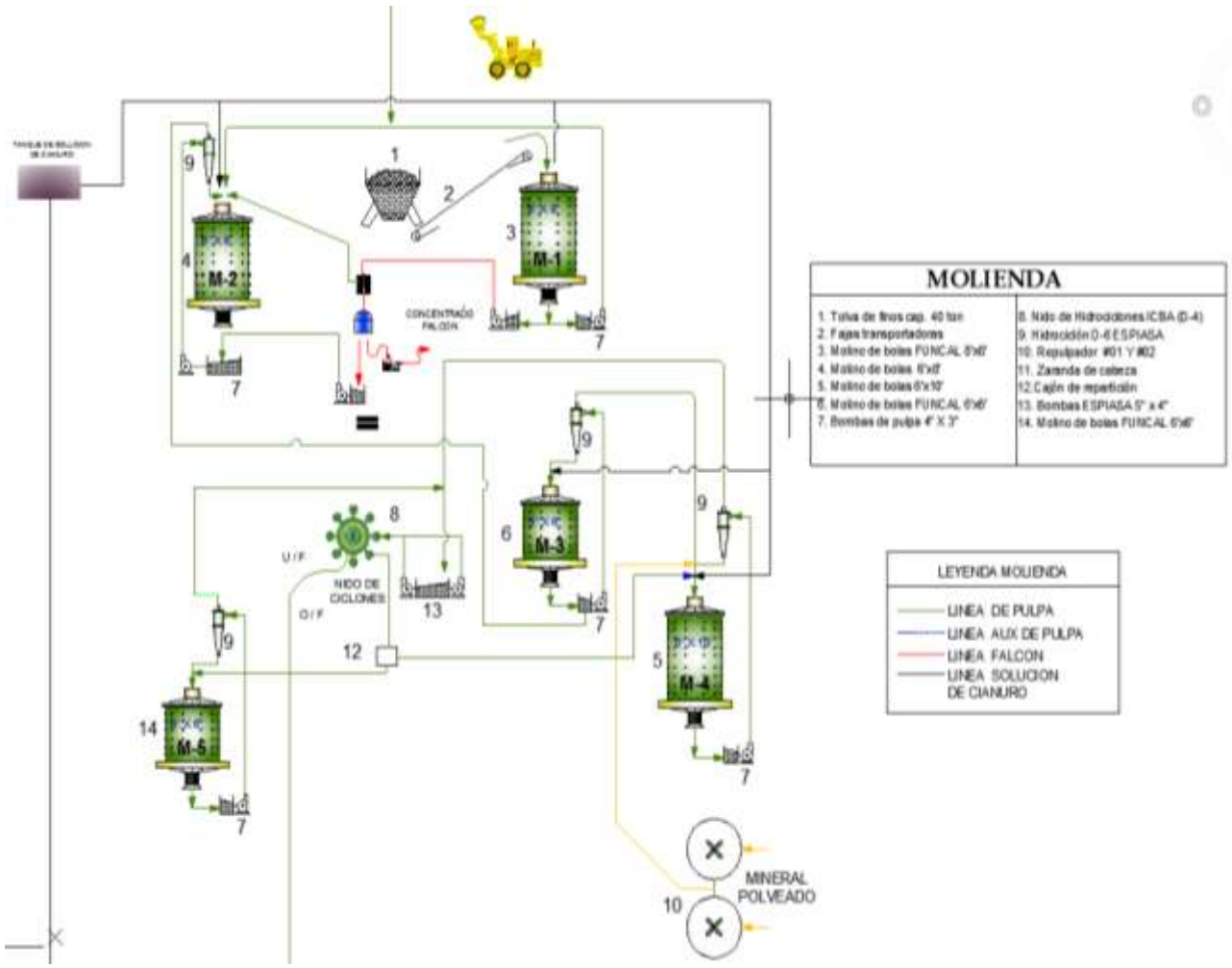



**Figura N°3.5. Flowsheet de la etapa de molienda. Fuente: Elaboración propia.**

El mineral alimentado a este circuito es <1/2", la molienda se inicia con un porcentaje de sólido de 66 a 70%, se trabaja con agua recirculada (solución barren); se agrega el cianuro y la soda caustica al mineral fresco que es lo mejor frente a las adiciones en otros puntos, la fuerza de cianuro en la entrada del molino es 12%, es aquí donde se disuelve entre el 65 a 75% del oro cianurable. El overflow del nido de hidrociclones que tiene un porcentaje de sólidos de 44% se mantiene con un exceso de cianuro libre de 0.1% a 0.15% y pH entre 10.5 a 11.0.

## 3.6 ETAPA DE LIXIVIACIÓN Y ADSORCIÓN (CIP–CIL)

En los tanques se mantiene una fuerza de cianuro que hace posible la extracción complementaria del oro, esto empieza con una fuerza de cianuro libre que va decayendo desde 1000 ppm en el tanque Nº 01(tanque de cabeza) hasta 300 ppm en el tanque pachuca Nº 06 (tanque de cola).

La toma de muestra del circuito se hace en el overflow del Nido de Ciclones, se analiza el sólido y liquido de la pulpa con el cual se obtiene la ley de cabeza (se suman las leyes en función al porcentaje de sólidos).

En la etapa de Adsorción y Cianuración el mineral molido, se da a un 85% en óxidos y 95% en sulfuros, menos malla 200 se alimenta a los Tanques de Cianuración para continuar con la disolución del oro remanente. Se cuenta con 19 tanques de agitación mecánica de diferentes dimensiones; y 06 tanques de agitación neumática (Brown ó Pachucas) 8´ x 12´.

Esta pulpa fluye por gravedad en algunos tanques y en los otros por la ayuda de air lift, 15 tienen carbón activado a una concentración de 90 g. carbón/ lt pulpa. Se ha colocado malla 20 a la salida de cada tanque como sensor de una posible pérdida por rotura de la malla interna de los tanques o molienda del carbón por algún desperfecto de los tanques.

Una vez adsorbido el oro en solución se extrae (cosecha) el carbón activado cargado por un elevador de pulpa por aire comprimido denominado “air lift”, de los tanques 2 y 3, esta extracción se realiza periódicamente con una ley de oro en carbón de 4 a 5 gramos por Kilogramo de carbón. La pulpa y el carbón cargado se reciben en una zaranda estática 3’x 6’ que tiene una malla #20 donde se separa de la pulpa que retorna al tanque, el carbón se lava con agua a presión para

posteriormente pasar a un tanque de 4 TM y luego mandarlo por medio de una bomba peristáltica al área de Desorción. Los carbones de los otros tanques se cosechan de la misma forma pero ya no se lavan solo se transfiere a los tanques siguientes. Según las dimensiones de los tanques con carbón se carga la cantidad necesaria de carbón; una vez terminada la cosecha de dos tanques consecutivos en estos casos del tanque N° 1 y N° 2 se comienza a ser la transferencia en forma contracorriente en que ingresa la pulpa.

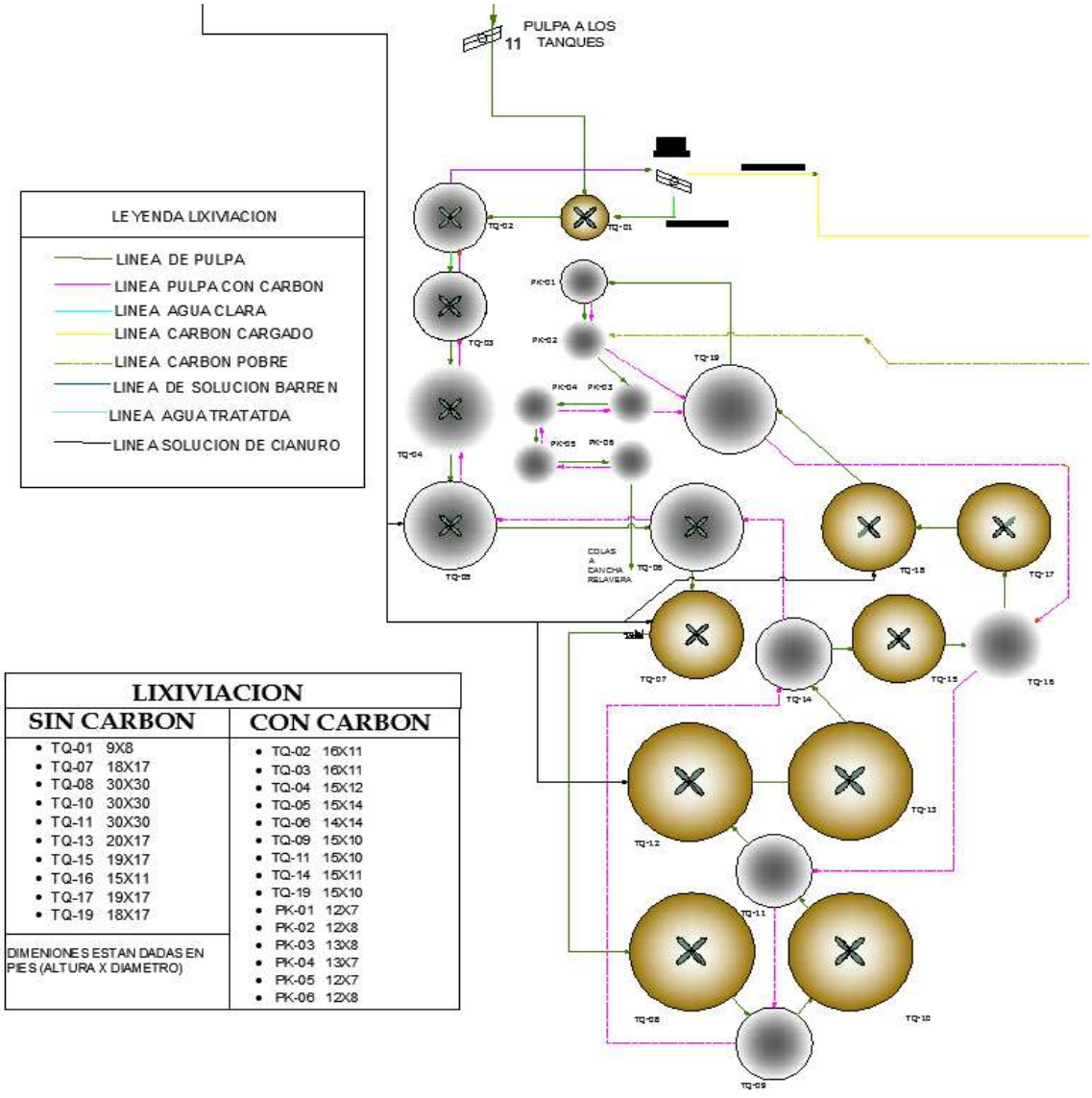



**Figura N°3.6. Flowsheet de la etapa de lixiviación-adsorción. Fuente: Elaboración propia.**

## 3.7 ETAPA DE DESORCIÓN, ELECTRODEPOSICIÓN Y FUSIÓN

Recepción del carbón activado, para iniciar la recepción del carbón activado deben quedar cerradas las válvulas de ingreso de solución eluyente y de drenaje de la misma al cajón de solución.

El carbón llega a los reactores mediante el bombeo con una bomba peristáltica situada en la parte inferior del tanque de cosecha que se encuentra en la planta de cianuración. Durante el proceso de recepción y con ayuda de un tamiz manual se extraen a intervalos regulares muestras de aproximadamente 30 gramos de carbón activado cargado que se depositan en un recipiente numerado según el reactor que se encuentre llenando.

La recepción se produce por bombeo e ingresa el carbón por la parte superior de los reactores los cuales se llenan al nivel adecuado en 40 min x reactor, cada uno de los cuales tiene una capacidad de 2100 kg de carbón activado de una granulometría +m28.

Al mismo tiempo que el carbón ingresa a los reactores, el agua recirculada que lo acompaña es drenada a través de una malla +m28 situada en la parte inferior hacia los pozos de agua recirculada.

Una vez llenos los reactores se cierran las válvulas de drenaje de agua recirculada y de recepción de carbón activado y se limpia la malla del rebose del reactor para iniciar el llenado del alcohol.

Circulación y calentamiento de solución eluyente, termina la recepción del carbón activado se abren las válvulas de ingreso de solución eluyente, se activa el sensor de llenado del tanque de solución que activa las electrobombas y las válvulas de ingreso de solución a la celda de electrodeposición hasta que esta complete su volumen de trabajo y empiece a rebosar hacia el tanque de solución.

Al mismo tiempo se acciona el interruptor de encendido del caldero, extractor y el control d temperatura del intercambiador, los cuales demoran 4 horas en elevar la temperatura dela solución eluyente a 70° y completan la temperatura de trabajo de 80 °C en 8horas aproximadamente.

Electrodeposición en la celda, la solución eluyente circula adecuadamente por los reactores y la celda, se inicia la electrodeposición activando el rectificador de corriente se continua la vigilancia del proceso y los lavados de las espumas

generadas por las reacciones químicas que tiene lugar los reactor y que aparecen en la celda electrolítica.

El cemento electrolítico impregnara los cátodos a medida que esta capa se engrosa sedimentara en el fondo de la celda, este proceso continua durante 12 o14 horas continuas antes de efectuar el primer lavado de la celda, luego continua entre 22 y 24 horas adicionales hasta dar por terminado la primera parte de la extracción .

Lavado de la celda, luego de que el proceso d electrodeposición alcanza entre 12 a 14 horas continuas se cierran las válvulas de ingreso de solución pregnant a la celda y se inicia el drenaje de la solución eluyente de la celda al cajón de solución. Transcurrida una hora de enfriamiento de la celda se procede al lavado con agua a presión y el drenaje del cemento por la válvula de desfogue situada en la parte inferior de la celda.

Este primer lavado se efectúan en dos horas (Una hora de enfriamiento mas una hora de lavado).

Luego de terminado este procedimiento se abren las válvulas de ingreso de solución a la celda y se reinicia la electrodeposición.

Transcurrido 22 o 24 horas adicionales nuevamente se cierran las válvulas de ingreso, se drena la solución al cajón y se inicia el lavado de cátodos para recuperar el cemento adicional, limpiar los ánodos con ácido clorhídrico y armar nuevamente la celda dejándola lista para el inicio del proceso.

El cemento es filtrado, secado (En ollas de retorta), y posteriormente es fundido para la obtención del producto final las cuales son las barras doré. Estas barras son enviadas a la ciudad de lima para su comercialización.

## 3.8 DISPOSICIÓN DE RELAVES

El Depósito de Relaves de Minera Laytaruma S.A. está conformado por un dique de arranque de material de préstamo, lo que ha permitido depositar relaves de manera consecutiva y segura. El dique tiene talud aguas arriba de 1.5H:1.0V y aguas abajo de 1.3H:1.0V.

El depósito de relave presenta condiciones favorables de estabilidad, debido a los siguientes factores:

• Las condiciones de cimentación son favorables debido a que es un suelo gravoso con matriz limosa, suelo firme.

• El vaso del depósito de relaves se encuentra totalmente impermeabilizada con geomembrana HDPE e = 1.50 mm, protegido con geotextil 255 gr/$m^2$.

• La conformación del cuerpo del dique se ha realizado en base a un proceso constructivo controlándose adecuadamente la compactación realizado por cada capa de 0.30 m.

RELAVERA #1 (2007 - 2011)

PARÁMETROS DE LA PRESA:

En las líneas generales las características de la presa final del depósito de relaves son las siguientes:

Planteamiento final

- Método constructivo: línea eje central
- Ancho de corona: 6 metros
- Talud aguas abajo: 1: 1.8 (V:H)
- Longitud de corona: 431.20 m
- Elevación de corona: 992 msnm
- Altura de la presa: 36 m
- Borde libre: 2 m
- Capacidad del depósito: 386,400.00 $m^3$

AMPLIACION DE PRESA DE RELAVES 2012:

La vida del depósito de relaves estimada para una tasa de producción diaria de 340 TM/día de relaves es de 5.88 años, cuya capacidad de almacenamiento es de 486507.00 m3 de relaves y el material requerido para la conformación del dique de reforzamiento es de 186364.00 $m^3$.

CAPACIDAD TOTAL DE PRESA DE RELAVES: 386 400.00 $m^3$ + 486 507.00 $m^3$ = 872 907.00 $m^3$.

## 3.9 BALANCE DEL PROCESO

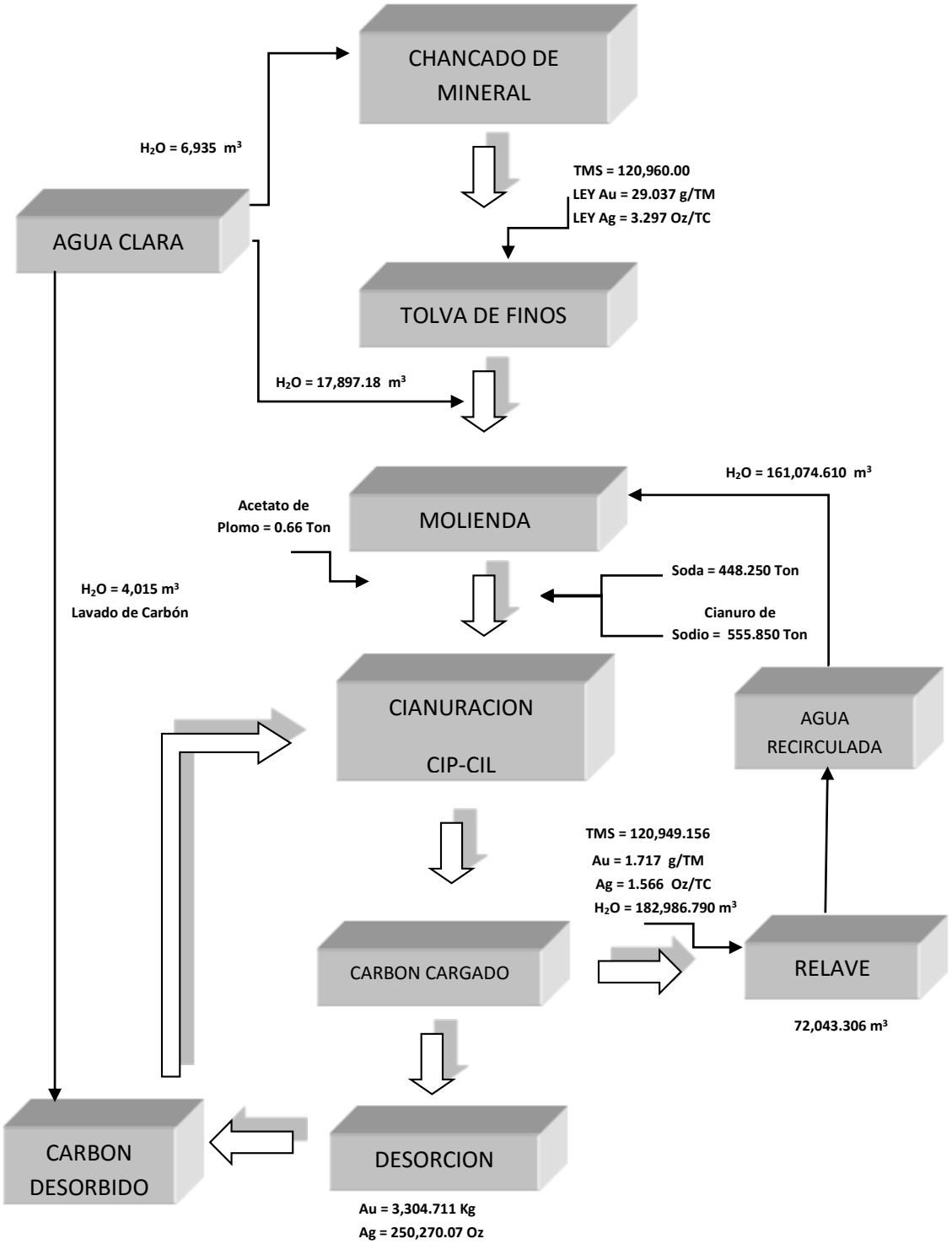



**Figura N°3.7. Balance general del procesamiento de minerales en Minera Laytaruma S.A. Fuente: Elaboración propia.**

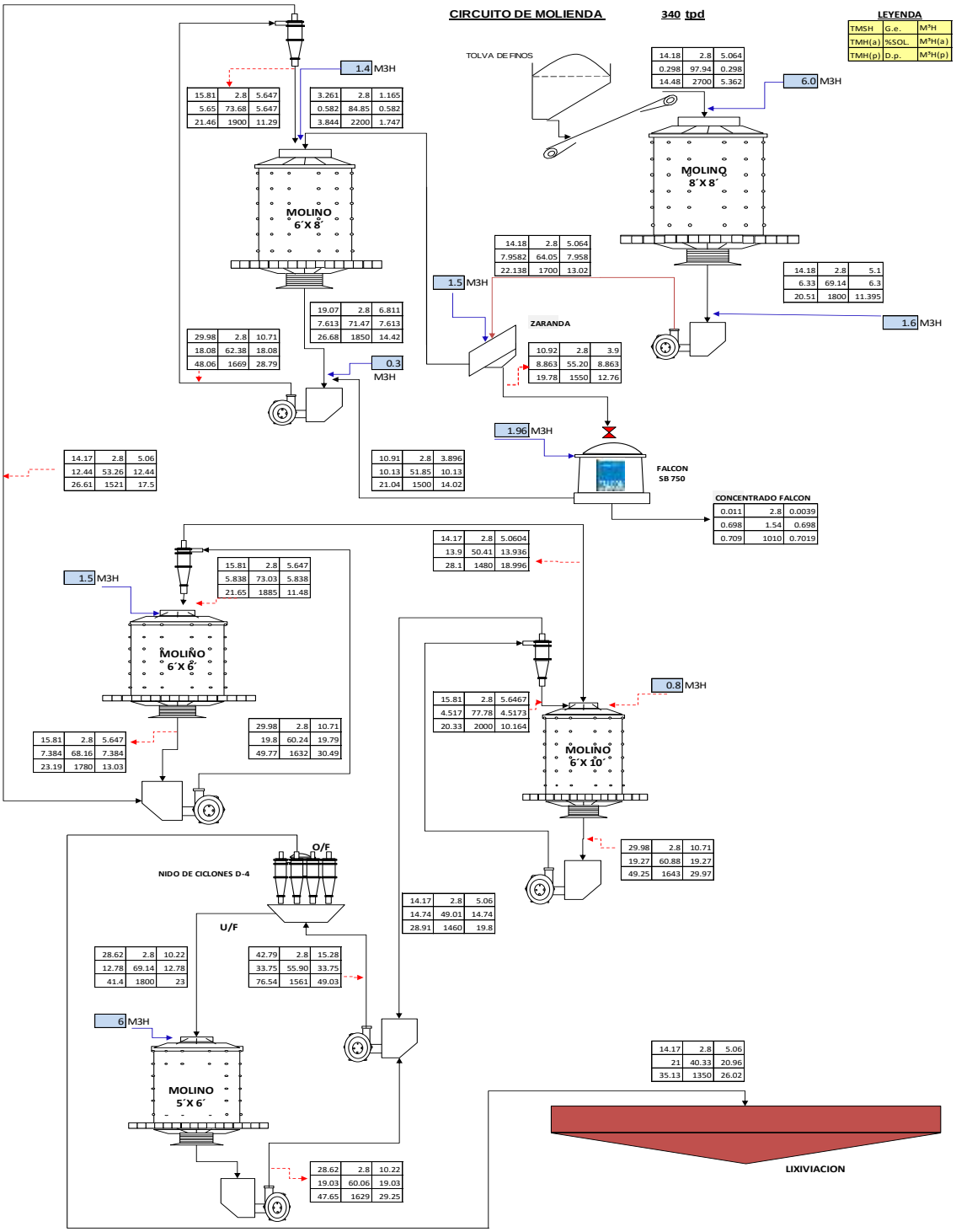



**Figura N°3.8. Balance general del circuito de molienda en Minera Laytaruma S.A. Fuente: Elaboración propia.**

# CAPÍTULO IV

# DESARROLLO EXPERIMENTAL

## 4.1 RECURSOS EMPLEADOS

El desarrollo experimental del presente trabajo de investigación se realizó en el laboratorio de investigaciones Metalúrgicas de Minera Laytaruma S.A. el cual cuenta con todos los equipos, reactivos y materiales necesarios para realizar las pruebas metalúrgicas necesarias.

**Figura N°4.1. Laboratorio de investigaciones metalúrgicas Minera Laytaruma S.A. Fuente: Elaboración propia.**

### 4.1.1 EQUIPOS

Los equipos utilizados fueron los siguientes:

- Mufla eléctrica
- Plancha de secado
- Filtros Neumáticos
- Pulverizador de anillos
- Banco de agitadores
- Rot-up
- pH-metro digital
- Balanza digital

### 4.1.2 MATERIALES

Los materiales utilizados fueron:

- Cuarta grande
- Cuarta mediana
- Costales mineros
- Palas
- Mantas de polietileno
- Espátulas
- Brochas
- Bandejas metálicas
- Baldes de plástico (1 galón de capacidad)
- Vasos de precipitados
- Probetas de vidrio
- Embudos de vidrio
- Papel filtro #37
- Papel filtro #54
- Papel indicador PANPEHA
- Bureta de vidrio
- Pipetas

### 4.1.3 REACTIVOS

Los reactivos químicos utilizados fueron:

- Cianuro de sodio (99%)
- Soda caustica (99%)
- Nitrato de Plomo
- Yoduro de Potasio
- Nitrato de plata
- Solución de amoniaco (1 Molar y 2 Molar)
- Nitrato de Amonio

## 4.2 MUESTRA MINERAL

La muestra mineral se obtuvo de la cancha de recepción de mineral de Minera Laytaruma S.A., con la ayuda de palas y una cuarta grande se realizó el muestreo del lote a estudiar, obteniendo finalmente una muestra de aproximadamente 50 kilogramos la cual fue transportada al laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas con la finalidad de realizar las pruebas metalúrgicas necesarias.

**Figura N°4.2. Costales conteniendo la muestra mineral en estudio. Fuente: Elaboración propia.**

### 4.2.1 PROCEDENCIA

La muestra mineral en estudio en propiedad de Minera Laytaruma S.A. la cual fue comprada a pequeños productores mineros.

**Figura N°4.3. Imagen del lote mineral en estudio. Fuente: Elaboración propia.**

### 4.2.2 PROPIEDADES

Las propiedades del mineral son:

- Color: Marrón rojizo con brillos metálicos.
- pH = 7.23
- Dureza = 5.0 – 5.5 Escala de Mohs
- G.E.= 2.66

**Figura N°4.4. Porción del mineral en estudio. Fuente: Elaboración propia.**

### 4.2.3 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

Primeramente se realizó el cuarteo del mineral mediante el cual se obtuvo una muestra representativa de aproximadamente 2.5 kilogramos dicha muestra fue secada, pesada y se procedió a realizar el análisis de mallas correspondiente. Los resultados fueron los siguientes:

**Figura N°4.5. Cuarteo y división de la muestra mineral en estudio. Fuente: Elaboración propia.**

**Figura N°4.6. Juego de tamices utilizados para el análisis granulométrico de la muestra. Fuente: Elaboración propia.**

**Tabla N°4.1. Análisis granulométrico de la muestra mineral en estudio. Fuente: Elaboración propia.**

| Malla | Abertura (um) | Peso retenido (g) | % Peso | % Acumulado Retenido | % Acumulado Pasante |
|---|---|---|---|---|---|
| 1/2'' | 12500 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 100.00 |
| 3/8'' | 9500 | 94.40 | 4.19 | 4.19 | 95.81 |
| 1/4'' | 6300 | 197.30 | 8.77 | 12.96 | 87.04 |
| 4 | 4750 | 230.73 | 10.25 | 23.21 | 76.79 |
| 7 | 2800 | 300.39 | 13.35 | 36.55 | 63.45 |
| 10 | 2000 | 168.12 | 7.47 | 44.02 | 55.98 |
| 16 | 1180 | 222.26 | 9.87 | 53.90 | 46.10 |
| 20 | 850 | 139.59 | 6.20 | 60.10 | 39.90 |
| 30 | 600 | 139.76 | 6.21 | 66.31 | 33.69 |
| 50 | 300 | 175.45 | 7.79 | 74.10 | 25.90 |
| 100 | 150 | 142.32 | 6.32 | 80.43 | 19.57 |
| 200 | 75 | 101.98 | 4.53 | 84.96 | 15.04 |
| 230 | 63 | 56.10 | 2.49 | 87.45 | 12.55 |
| 325 | 45 | 74.20 | 3.30 | 90.75 | 9.25 |
| 400 | 38 | 81.11 | 3.60 | 94.35 | 5.65 |
| -400 | -38 | 127.20 | 5.65 | 100.00 | 0.00 |
| | | 2250.91 | | | |

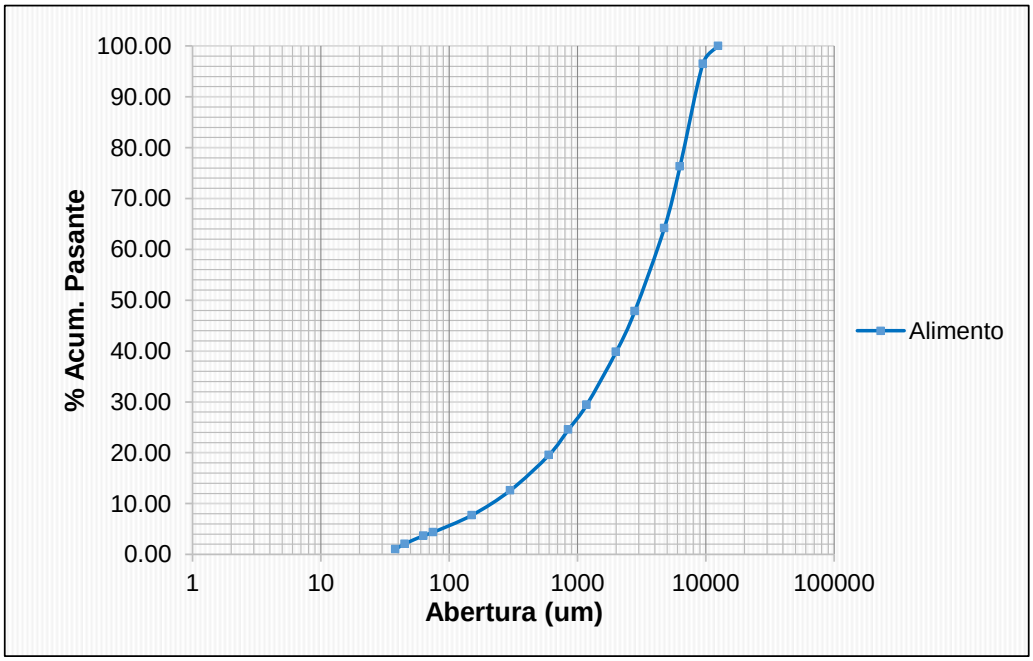



**Figura N°4.7. Curva de distribución granulométrica de la muestra mineral en estudio. Fuente: Elaboración propia.**

La muestra general del mineral en estudio fue secada y luego se le sometió a una reducción de tamaño con la ayuda de un pulverizador de anillos, la granulometría requerida para la realización de las pruebas experimentales es de 90% - malla 200. El análisis granulométrico del producto se muestra a continuación:

**Tabla N°4.2. Análisis granulométrico de la muestra mineral en estudio después de ser reducida de tamaño. Fuente: Elaboración propia.**

| Malla | Abertura (um) | Peso retenido (g) | % Peso | % Acumulado Retenido | % Acumulado Pasante |
|---|---|---|---|---|---|
| 20 | 850 | 1.69 | 0.34 | **0.34** | **99.66** |
| 30 | 600 | 2.29 | 0.46 | **0.80** | **99.20** |
| 50 | 300 | 3.91 | 0.78 | **1.58** | **98.42** |
| 100 | 150 | 7.59 | 1.52 | **3.10** | **96.90** |
| 200 | 75 | 33.86 | 6.77 | **9.87** | **90.13** |
| 230 | 63 | 20.76 | 4.15 | **14.02** | **85.98** |
| 325 | 45 | 43.77 | 8.75 | **22.77** | **77.23** |
| 400 | 38 | 29.41 | 5.88 | **28.66** | **71.34** |
| -400 | -38 | 356.72 | 71.34 | **100.00** | **0.00** |
| | | 500 | | | |

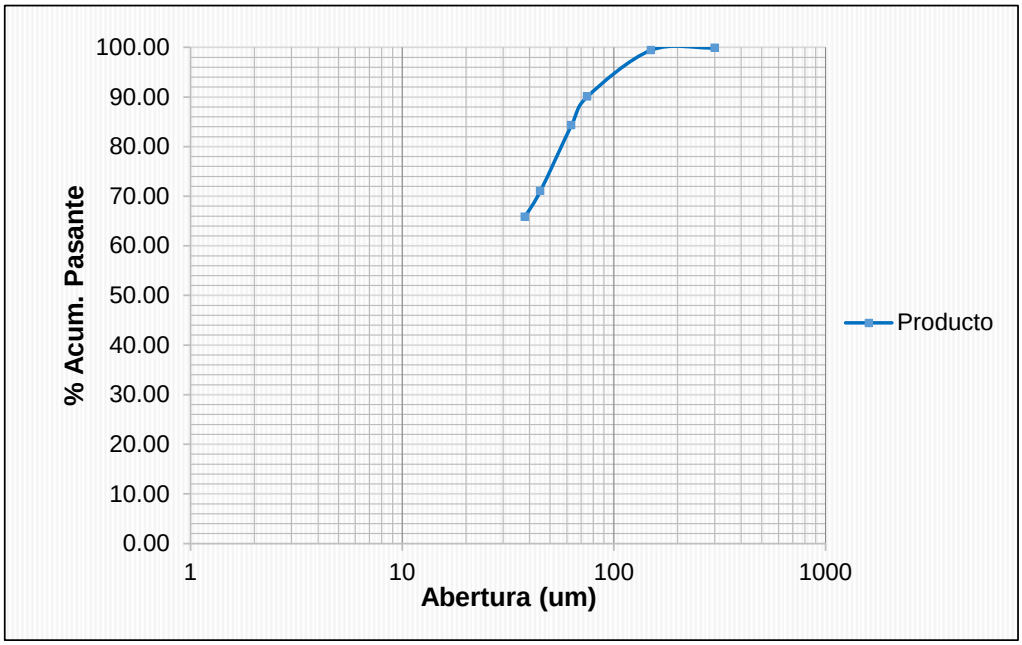



**Figura N°4.8. Curva de distribución granulométrica de la muestra mineral en estudio después de ser reducida de tamaño. Fuente: Elaboración propia.**

### 4.2.4 ANÁLISIS QUÍMICO

Al realizar el cuarteo de la muestra mineral se obtuvo una muestra representativa la cual se procedió a pulverizar con la ayuda de un pulverizador de anillos hasta un 90% -malla #200, la muestra mineral ya pulverizada se volvió a cuartear, se separaron dos muestras y se enviaron a laboratorio químico de Minera Laytaruma S.A. para su análisis. Los resultados obtenidos fueron los siguientes:

**Tabla N°4.3. Resultados del análisis químico de la muestra mineral en estudio. Fuente: Elaboración propia.**

| | ORO (Oz/TC) | PLATA (Oz/TC) | ORO (g/TM) | PLATA (g/TM) | COBRE (%) |
|---|---|---|---|---|---|
| Muestra | 0.560 | 0.344 | 19.198 | 11.793 | 2.130 |
| Re-Muestra | 0.551 | 0.344 | 18.888 | 11.799 | 2.134 |

### 4.2.5 ANÁLISIS MINERAGRÁFICO

Al realizar el cuarteo del mineral se obtuvo una muestra representativa de aproximadamente 2 kilogramos para poder realizar el análisis mineragráfico. Los resultados fueron los siguientes:

Descripción Microscópica:

El rutilo-Ilmenita (Trazas), se aprecia como cristales anhedrales con formas granulares de tamaños menores a 0.05 mm y se encuentran diseminados en gangas no metálicas.

La pirita (trazas), se presenta como cristales anhedrales de formas angulosas, subredondeadas y relicticas de tamaños por debajo de los 0.3 mm; es reemplazada intensamente por hematita y goethita. Ocurren con pequeñas y escasas inclusiones redondeadas de pirrotita, esfalerita? (trazas) y rellenan numerosas cavidades en el mineral no metálico, y se muestra reemplazada desde micro fracturas y bordes por electrum. Presencia de pequeños granos subredondeados de pirrotita (trazas).

La calcopirita (trazas) se manifiesta granos irregulares y relicticas con tamaños menores a 0.4mm. Se encuentra reemplazada desde los bordes por hematita, goethita y minerales secundarios de cobre (covelita – calcosita). También ocurren dispersas en la ganga no metálica.

La marcasita (trazas) se aprecia como agregados granulares finos, los cuales rellenan intersticios en los minerales no metálicos. Esta reemplazada moderadamente por minerales secundarios de hierro (hematita-goethita).

Finalmente, se muestran granos irregulares con tamaños de aproximadamente 32, 40 y 46µm de electrum (trazas), la cual se muestra dispersas rellenando pequeñas cavidades en la muestra, y micro fracturas en los relictos de pirita.

Los minerales secundarios cobre (covelita - calcosita) (trazas), ocurren de formas irregulares y se encuentran reemplazando desde los bordes en forma de sub-coronas a calcopirita.

Entre los minerales secundarios de hierro (hematita, goethita) (50%), ocurren en bandas coloformes, formas irregulares, oolíticas, agregados

terrosos y pulverulentos. Se encuentran reemplazando intensamente a cristales de pirita, y moderadamente a calcopirita y marcasita; además, rellenan numerosos oquedades en la ganga.

Textura:

Relíctica, relleno de fracturas, coloforme y oolítica.

Posible Secuencia de formación:

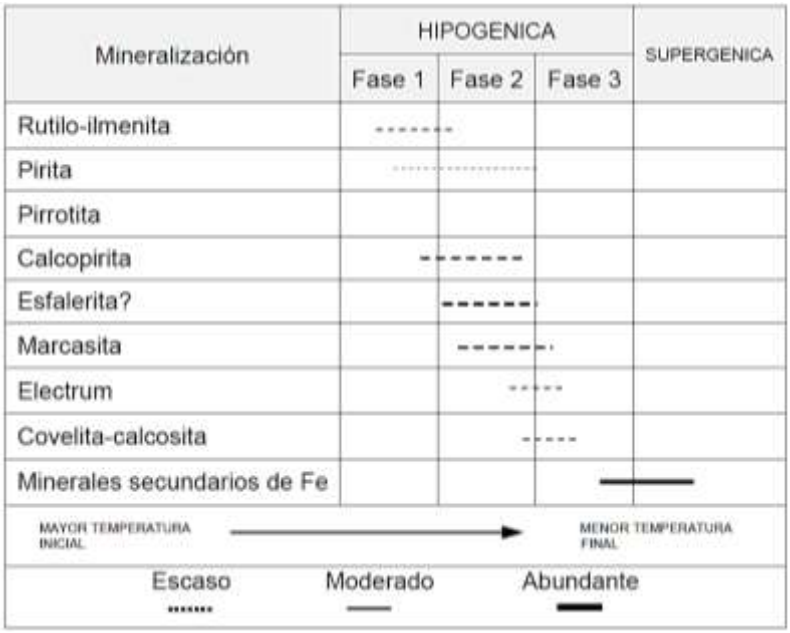
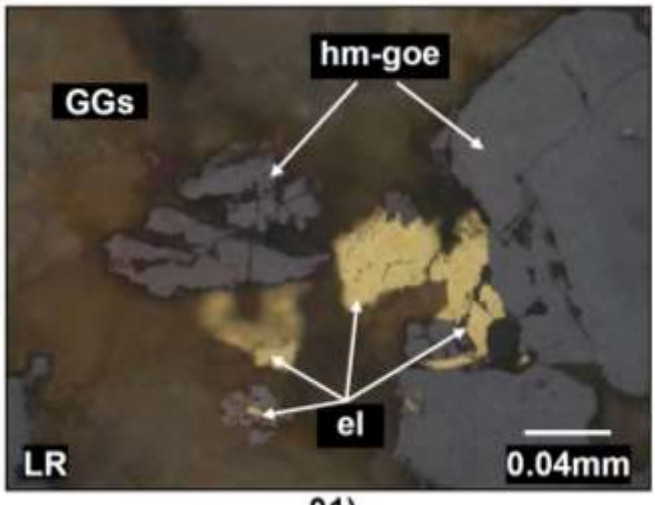
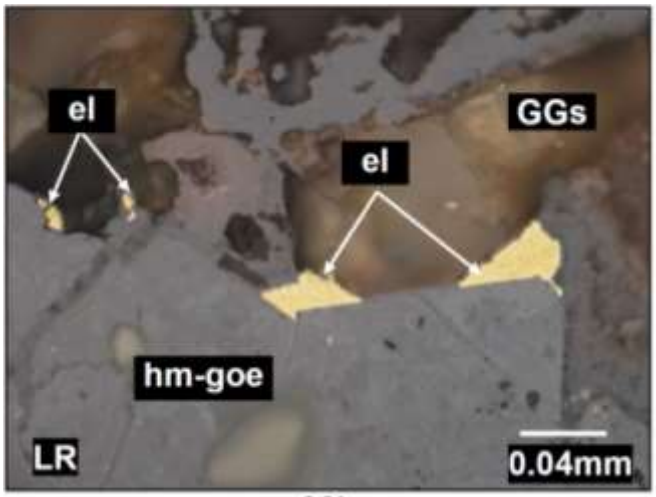



**Figura N°4.9. Secuencia de formación geológica del mineral en estudio. Fuente: FA Ingenieros SAC.**

Fotomicrografías:

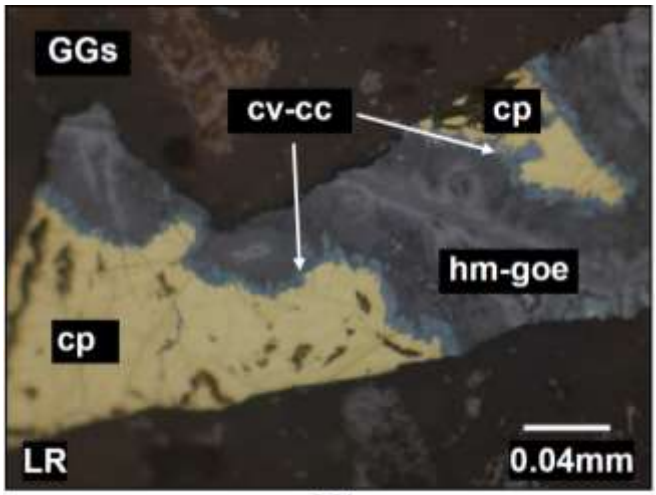



01)



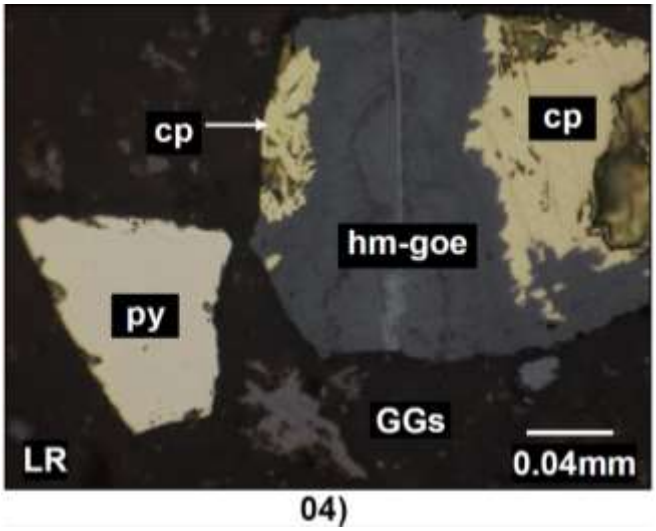

02)

Fotomicrografías 01 y 02) Granos anhedrales de electrum (el) reemplazando desde bordes y microfracturas a cristales relicticos de pirita (py), que su vez han sido alterados a hematita-goethita (hm-goe).

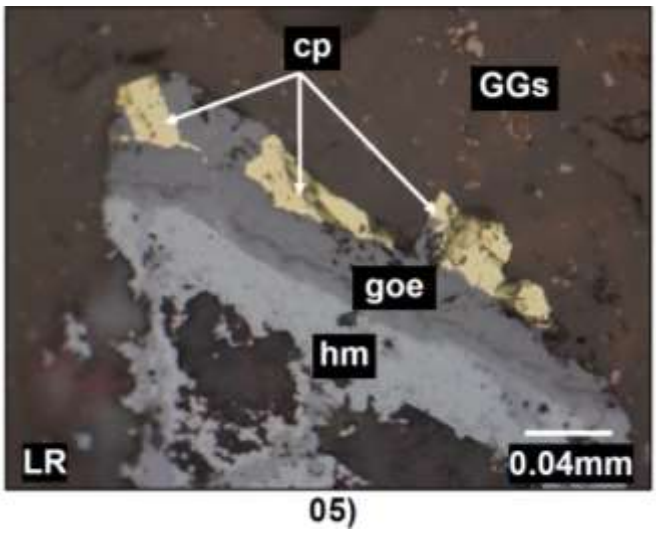



03)

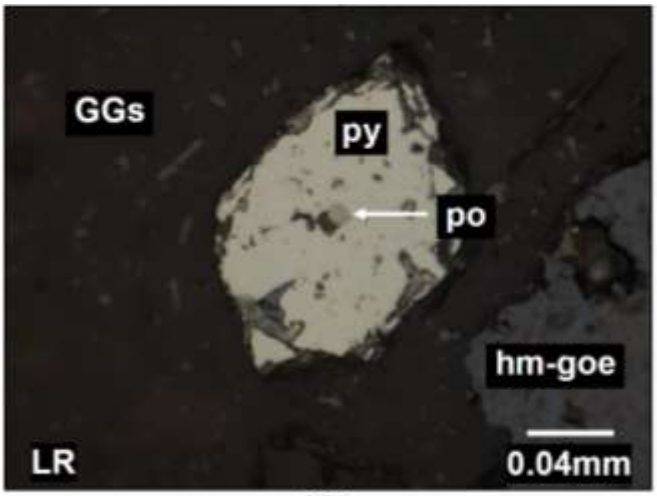
Fotomicrografía 03) Formas irregulares de calcopirita (cp) reemplazadas desde los bordes en forma de sub-coronas por covelita - calcosita (cv-cc) y también por hematita (hm);




Fotomicrografía 04) Cristales anhedrales de pirita dispersos en la ganga (GGs). Calcopirita (cp) reemplazada por hematita- goethita (hm-goe).




Fotomicrografía 05) Granos de calcopirita (cp) englobadas y reemplazadas por hematita (hm) y goethita (goe).

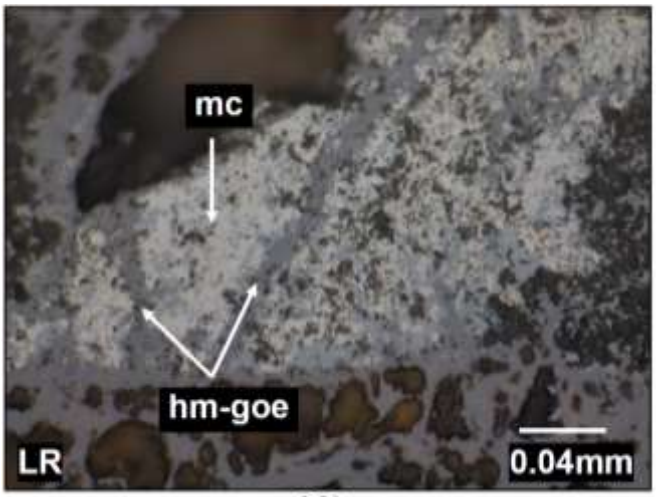


06)

Fotomicrografía 06) Grano subredondeado de pirita (py) con una inclusión redondeada de pirrotita (po) y disperso en la ganga (GGs). LR: Luz reflejada.

07)

Fotomicrografía 07) Agregados oolíticos y bandas coloformes de hematita (hm) y goethita (goe) rellenando cavidades por toda la muestra.




08)

Fotomicrografía 08) Agregados granulares finos de marcasita (mc) reemplazada por minerales secundarios de hierro (hm-goe).

### 4.2.6 ANÁLISIS MINERALÓGICO

Al realizar el cuarteo del mineral se obtuvo una muestra representativa de aproximadamente 2 kilogramos para poder realizar el análisis mineralógico por difracción de rayos X. Los resultados fueron los siguientes:

**Tabla N°4.4. Análisis cuantitativo de la muestra mineral en estudio, expresado en porcentaje según la especie mineralógica. Fuente: FA Ingenieros SAC.**

| Nombre del mineral | Fórmula general | Resultado Aproximado (%) |
|---|---|---|
| Goethita | FeO.OH | 57 |
| Cuarzo | $SiO_2$ | 24 |
| Nontronita | $Na_{0.3}Fe^{3+}{}_2Si_3AlO_{10}(OH)_2 \cdot 4(H_2O)$ | 8 |
| Flogopita | $KMg_3(AlSi_3O_{10})(OH,F)_2$ | 4 |
| Estilpnomelana | $Ca_4Fe_{47}Si_{72}O_{180}(OH)_{36} \cdot n(H_2O)$ | 2 |
| Anfíbol (Actinolita) | $Ca_2(Mg,Fe^{2+})_5Si_8O_{22}(OH)_2$ | 1 |
| Lepidocrosita | $Fe^{3+}O(OH)$ | 1 |
| Chabasita | $(Ca,nA_2)Al_2(SIO_3)_6\ 6H_2O$ | 1 |
| Carbonatos (Calcita) | $CaCO_3$ | 1 |
| Millisita | $(Na,K)CaAl_6(PO_4)_4(OH)_9 \cdot 3(H2O)$ | <L.D |
| Arcilla(Caolinita) | $Al_2Si_2O_5(OH)_4$ | <L.D |

L.D.: Límite de Detección.

Difractograma:

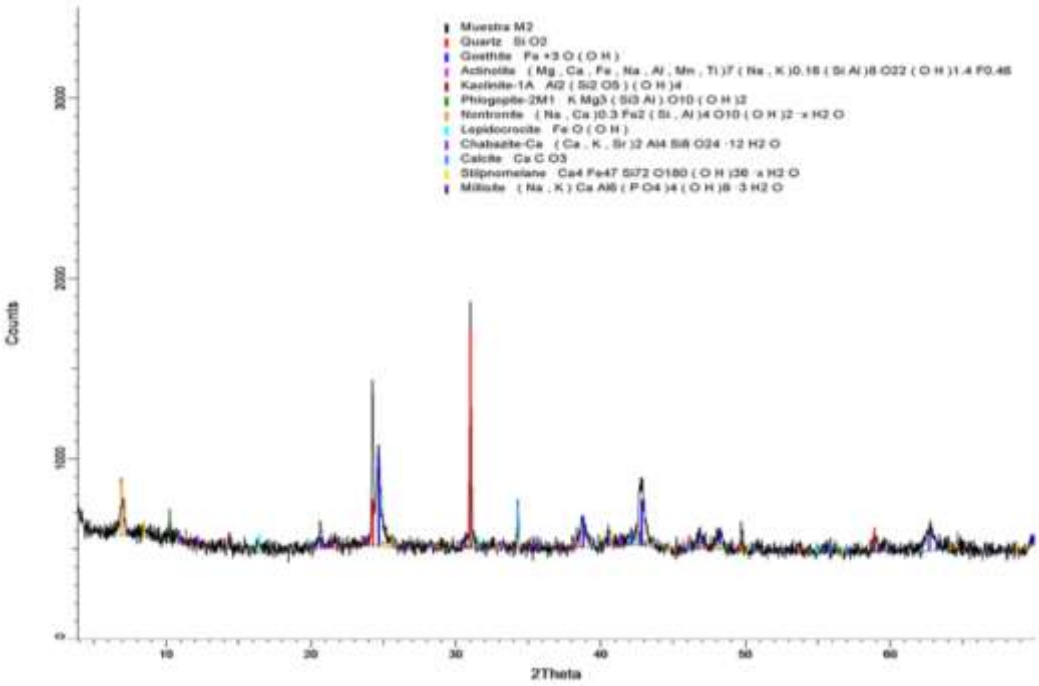



**Figura N° 4.10. Difractograma de la muestra mineral en estudio. Fuente: FA Ingenieros SAC.**

## 4.3 PRUEBAS EXPERIMENTALES

Las pruebas metalúrgicas se realizaron en el laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas de Minera Laytaruma S.A., el cual cuenta con el equipamiento necesario para la realización del presente trabajo de investigación.

Una vez que la muestra mineral en estudio fue correctamente muestreada, analizada y caracterizada se procedió a reducirla de tamaño, esto con la finalidad de obtener la granulometría deseada (90% -malla 200) para la realización de las pruebas. Una vez polveada la muestra se le homogeneizó y dividió en porciones de 800 gramos, cantidad necesaria para la realización de las diferentes pruebas, cada muestra fue almacenada y rotulada para su posterior uso.

Las pruebas de lixiviación se realizaron en un banco de agitadores de dos pisos con capacidad para 8 recipientes, los recipientes usados para estas pruebas fueron baldes de plástico con capacidad de 1galón. El banco de agitadores cuenta

a su vez con 8 ejes agitadores y sus respectivas paletas, las cuales giran a una velocidad de 700 RPM.

### 4.3.1 PRUEBAS DE CIANURACIÓN CONVENCIONAL

En las pruebas de cianuración convencional se estudió el efecto de la concentración de cianuro de sodio en un rango de 1.5 g/L – 7.5 g/L.

Para la realización de estas pruebas se rotularon baldes de plástico de 1 galón de capacidad con la descripción de la prueba a realizar, luego se le agregó a cada balde 2.4 litros de agua y 800 gramos de la muestra mineral en estudio, posteriormente se ingresó cada uno de los baldes al banco de agitadores y se procedió a agitar. El pH de la pulpa se controló con la ayuda de un pH-metro digital adicionando hidróxido de sodio de ser necesario, manteniendo un rango de pH entre 10.5 y 11.5. Una vez obtenido el pH necesario se agregó el cianuro necesario de acuerdo a las condiciones de la prueba y se dejó agitando por 24 horas.

**Figura N° 4.11. Pesado de una porción de muestra mineral con la cual se iniciará una de las pruebas metalúrgicas. Fuente: Elaboración propia.**

**Figura N° 4.12. Realización de las pruebas metalúrgicas de cianuración convencional. Fuente: Elaboración propia.**

Cada una de las pruebas fue muestreada a las 2; 4; 8; 12 y 24 horas, las muestras fueron filtradas con el uso de papel filtro obteniendo así solución clarificada. Una porción de la muestra clarificada se envió a laboratorio químico para su análisis por oro, plata y cobre. La otra porción de muestra se utilizó para determinar la cantidad de cianuro libre, esto mediante la titulación de 10 mililitros de muestra con nitrato de plata (6.52 g/L de concentración) y yoduro de potasio como indicador. De esta forma se determinó la cantidad de cianuro de sodio libre e inmediatamente se calculó y se añadió la cantidad de cianuro de sodio a reponer con el fin de mantener en todo momento la concentración de cianuro requerida para cada prueba.

**Figura N° 4.13. Filtrado de muestras de pulpa para la obtención de solución clarificada. Fuente: Elaboración propia.**

En cada intervalo de tiempo en que se tomó muestra de pulpa de los baldes se procedió a medir el valor del pH con la ayuda del pH-metro digital. De esta forma se controló que el valor de pH no disminuyera por debajo de 10.5. En todo momento se controló el pH adicionando hidróxido de sodio en solución (1.0 Molar) de ser necesario.

Cumplidas las 24 horas de lixiviación, se detuvo la agitación de la pulpa y se tomaron las muestras necesarias. Primero se tomó una porción de pulpa para obtener solución clarificada y así poder enviar una parte a laboratorio químico para su análisis, otra parte se utilizó para medir el cianuro libre remanente en la solución. Luego se procedió a filtrar la pulpa de cada balde con ayuda de filtros neumáticos y así obtener nuestro relave, el cual fue secado en una plancha eléctrica. Posteriormente el relave fue homogeneizado y enviado a laboratorio químico para realizar el análisis de oro que no se disolvió por ensayo al fuego, también se determinó plata y cobre presentes en el relave.

**Figura N° 4.14. Filtros neumáticos con los que se logra obtener los relaves de las pruebas metalúrgicas. Fuente: Elaboración propia.**

### 4.3.2 PRUEBAS DE PRE-TRATAMIENTO CON AMONIACO

En las pruebas de pre-tratamiento con amoniaco se sometió a la muestra mineral a una lixiviación con solución de amoniaco de 24 horas antes de someterla a lixiviación con solución de cianuro. Se realizaron 4 pruebas de este tipo las dos primeras fueron lixiviadas 24 horas con una solución de amoniaco 1.0 Molar, las siguientes pruebas fueron lixiviadas 24 horas con una solución de amoniaco 2.0 Molar. Para la etapa siguiente de lixiviación con solución de cianuro se utilizó una concentración de 1.5 y 2.5 g/L de cianuro de sodio.

Para la realización de estas pruebas se rotularon baldes de plástico de 1 galón de capacidad con la descripción de la prueba a realizar. A cada balde se le agregó 2.4 litros de agua, posteriormente se procedió a preparar la solución de amoniaco requerida de acuerdo a cada prueba y luego se le agregó 800 gramos de la muestra mineral en estudio, posteriormente se ingresó cada uno de los baldes al banco de agitadores y se procedió a agitar. El pH de la pulpa se controló con la ayuda de un pH-metro digital, y 800 gramos de la muestra mineral en estudio, posteriormente se ingresó cada uno de los baldes al banco de agitadores y se procedió a agitar. El pH de la pulpa se controló con la ayuda de un pH-metro digital adicionando hidróxido de sodio de ser necesario, manteniendo un rango de pH entre 10.0 y 10.5 para el caso del pre-tratamiento con amoniaco.

**Figura N°4.15. Pruebas metalúrgicas de pre-tratamiento con amoniaco.**
**Fuente: Elaboración propia.**

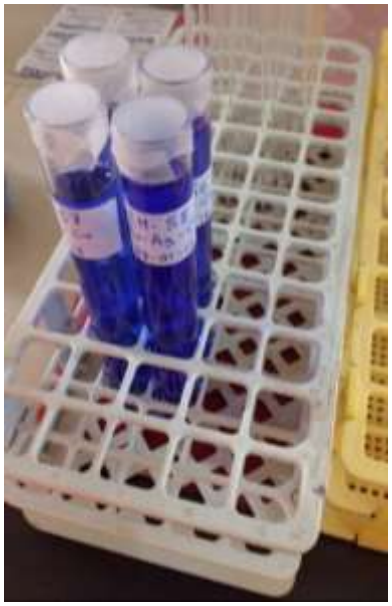


**Figura N°4.16. Soluciones amoniacales de cobre listas para enviar a laboratorio químico para su análisis, se puede observar su característico color azul. Fuente: Elaboración propia.**

Una vez finalizadas las 24 horas de pre-tratamiento con amoniaco se procedió a tomar una muestra líquida y una sólida de la pulpa, esto con la finalidad de determinar la extracción de cobre producida en esta etapa. La pulpa restante fue filtrada con la ayuda de filtros neumáticos y posteriormente fue secada, el material seco obtenido será nuestra muestra de cabeza en la siguiente etapa que será la lixiviación con solución de cianuro.

**Figura N°4.17. Finalización de las 24 horas de pre-tratamiento con amoniaco, se observa el intenso color azul por la presencia de complejos amoniacales de cobre. Fuente: Elaboración propia.**

Las pruebas de cianuración posteriores al pre-tratamiento con amoniaco fueron acondicionadas debidamente de acuerdo a las condiciones de cada prueba a realizar, para el caso de estas pruebas se utilizará una concentración de cianuro de sodio de 1.5 g/L y 2.5 g/L. Nuestro mineral de cabeza esta vez será el obtenido de filtrar y secar las pruebas de pre-tratamiento con amoniaco de 24 horas.

**Figura N°4.18. Pruebas de cianuración realizadas al mineral después de un pre-tratamiento con amoniaco de 24 horas. Fuente: Elaboración propia.**

Cada una de las pruebas fue muestreada a las 2; 4; 8; 12 y 24 horas, las muestras fueron filtradas con el uso de papel filtro obteniendo así solución clarificada. Una porción de la muestra clarificada se envió a laboratorio químico para su análisis por oro, plata y cobre. La otra porción de muestra se utilizó para determinar la cantidad de cianuro libre, esto mediante la titulación de 10 mililitros de muestra con nitrato de plata (6.52 g/L de concentración) y yoduro de potasio como indicador. De esta forma se determinó la cantidad de cianuro de sodio libre e inmediatamente se calculó y se añadió la cantidad de cianuro de sodio a reponer con el fin de mantener en todo momento la concentración de cianuro requerida para cada prueba.

En cada intervalo de tiempo en que se tomó muestra de pulpa de los baldes se procedió a medir el valor del pH con la ayuda del pH-metro digital. De

esta forma se controló que el valor de pH no disminuyera por debajo de 10.5. En todo momento se controló el pH adicionando hidróxido de sodio en solución (1.0 Molar) de ser necesario.

**Figura N°4.19. Control del pH de las pruebas metalúrgicas con la ayuda del pH-metro digital. Fuente: Elaboración propia.**

Cumplidas las 24 horas de lixiviación, se detuvo la agitación de la pulpa y se tomaron las muestras necesarias. Primero se tomó una porción de pulpa para obtener solución clarificada y así poder enviar una parte a laboratorio químico para su análisis, otra parte se utilizó para medir el cianuro libre remanente en la solución. Luego se procedió a filtrar la pulpa de cada balde con ayuda de filtros neumáticos y así obtener nuestro relave, el cual fue secado en una plancha eléctrica. Posteriormente el relave fue homogeneizado y enviado a laboratorio químico para realizar el análisis de oro que no se disolvió por ensayo al fuego, también se determinó plata y cobre presentes en el relave

### 4.3.3 PRUEBAS DE CIANURACIÓN AMONIACAL

En las pruebas de cianuración amoniacal se estudió el efecto de la concentración de cianuro de sodio en un rango de 0.5 g/L – 2.5 g/L,

amoniaco en un rango de 0.0 Moles/L – 2.0 Moles/L y nitrato de plomo en un rango de 0 g/TM – 1000 g/TM. Todos estos componentes formarán un sistema de lixiviación que mitigará el efecto adverso del alto contenido de cobre, permitiendo mejorar la extracción de oro con un menor consumo de reactivos.

Para la realización de estas pruebas se rotularon baldes de plástico de 1 galón de capacidad con la descripción de la prueba a realizar, luego se le agregó a cada balde 2.4 litros de agua, se preparó la solución de amoniaco y luego se agregó 800 gramos de la muestra mineral en estudio, de ser necesario se agregó en este punto el nitrato de plomo en forma de cristales, posteriormente se ingresó cada uno de los baldes al banco de agitadores y se procedió a agitar. El pH de la pulpa se controló con la ayuda de un pH-metro digital adicionando hidróxido de sodio de ser necesario, manteniendo un rango de pH entre 10.5 y 11.5. Una vez obtenido el pH necesario se agregó el cianuro necesario de acuerdo a las condiciones de la prueba y se dejó agitando por 24 horas.

**Figura N°4.20. Vista del banco de agitadores con las pruebas metalúrgicas de cianuración amoniacal en plena realización. Fuente: Elaboración propia.**

Cada una de las pruebas fue muestreada a las 2; 4; 8; 12 y 24 horas, las muestras fueron filtradas con el uso de papel filtro obteniendo así solución clarificada. Una porción de la muestra clarificada se envió a laboratorio químico para su análisis por oro, plata y cobre. La otra porción de muestra

se utilizó para determinar la cantidad de cianuro libre, esto mediante la titulación de 10 mililitros de muestra con nitrato de plata (6.52 g/L de concentración) y yoduro de potasio como indicador. De esta forma se determinó la cantidad de cianuro de sodio libre con el fin de mantener en todo momento la concentración de cianuro requerida para cada prueba.

**Figura N°4.21. Instrumental de vidrio y materiales listos para filtrar muestras de pulpa, y así obtener solución clarificada. Fuente: Elaboración propia.**

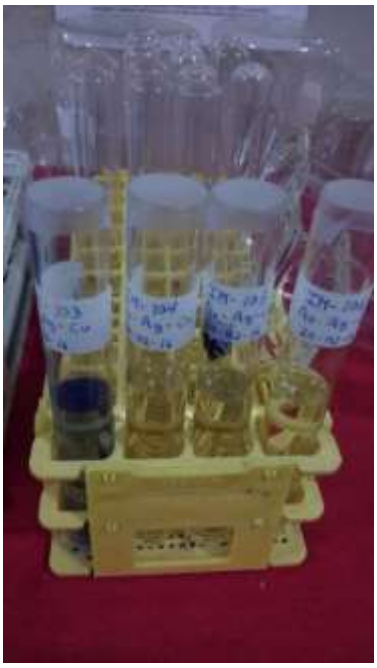


**Figura N°4.22. Soluciones clarificadas obtenidas de las pruebas de cianuración amoniacal listas para enviar a laboratorio químico para su análisis. Fuente: Elaboración propia.**

En cada intervalo de tiempo en que se tomó muestra de pulpa de los baldes se procedió a medir el valor del pH con la ayuda del pH-metro digital. De esta forma se controló que el valor de pH no disminuyera por debajo de 10.5. En todo momento se controló el pH adicionando hidróxido de sodio en solución (1.0 Molar) de ser necesario.

**Figura N°4.23. Control del pH en las pruebas de cianuración amoniacal con la ayuda del pH-metro digital, verificando que se mantenga entre 10.5 y 11.5. Fuente: Elaboración propia.**

Cumplidas las 24 horas de lixiviación, se detuvo la agitación de la pulpa y se tomaron las muestras necesarias. Primero se tomó una porción de pulpa para obtener solución clarificada y así poder enviar una parte a laboratorio químico para su análisis, otra parte se utilizó para medir el cianuro libre remanente en la solución. Luego se procedió a filtrar la pulpa de cada balde con ayuda de filtros neumáticos y así obtener nuestro relave, el cual fue secado en una plancha eléctrica. Posteriormente el relave fue homogeneizado y enviado a laboratorio químico para realizar el análisis de

oro que no se disolvió por ensayo al fuego, también se determinó plata y cobre presentes en el relave.

**Figura N°4.24. Pruebas de cianuración amoniacal finalizadas listas para obtener solución clarificada y posteriormente los relaves. Fuente: Elaboración propia.**

## 4.4 DISEÑO EXPERIMENTAL

Para la presente etapa de la investigación aplicaremos la metodología de las superficies de respuesta. La metodología de superficies de respuesta, o MSR, es una colección de técnicas matemáticas y estadísticas útiles en el modelado y el análisis de problemas en los que una respuesta de interés recibe la influencia de diversas variables y donde el objetivo es optimizar esta respuesta. Para este caso en específico la variable de respuesta es la extracción de oro.

La MSR es la estrategia experimental y de análisis que permite resolver el problema de encontrar las condiciones de operación óptimas de un proceso, es decir, aquellas que dan por resultado “valores óptimos” de una o varias características del proceso.

Para el presente trabajó se aplicará un diseño Box-Behnken. Un diseño de Box-Behnken es un tipo de diseño de superficie de respuesta que no tiene un diseño factorial. Para un diseño de Box-Behnken, los puntos de diseño se sitúan en combinaciones de los niveles altos y bajos de los factores y sus puntos medios.

Los diseños de Box-Behnken tienen combinaciones de tratamiento que están en los puntos medios de los bordes del espacio experimental y requieren al menos

tres factores continuos. La siguiente figura muestra un diseño de Box-Behnken de tres factores. Los puntos del diagrama representan las corridas experimentales que se realizan:

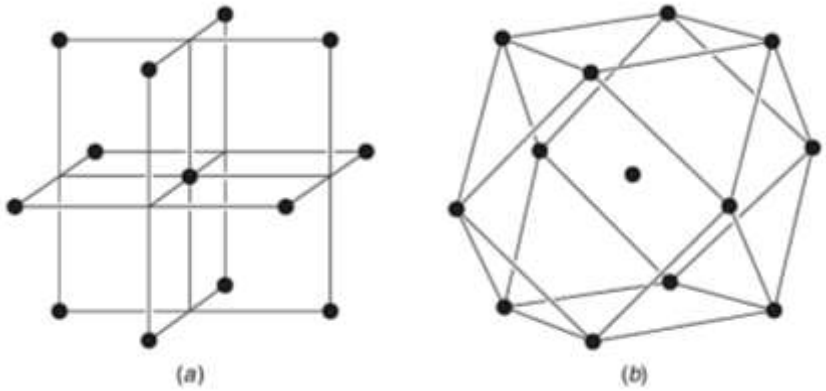



**Figura N°4.25. Dos representaciones del diseño Box-Behnken. Fuente: George E. Box. Estadística para investigadores.**

Este diseño permite una estimación eficiente de los coeficientes de primer y segundo orden. Como los diseños de Box-Behnken suelen tener menos puntos de diseño, pueden ser menos costosos de realizar que los diseños centrales compuestos con el mismo número de factores, es por este motivo que se eligió este diseño para el presente trabajo, este diseño nos permitirá obtener los resultados esperados con una cantidad reducida de experimentos. El diseño experimental se muestra a continuación:

**Tabla N°4.5. Variables y su codificación para el diseño Box-Behnken. Fuente: Elaboración propia**.

| Variable | Símbolo | Variables codificadas | | |
|---|---|---|---|---|
| | | Bajo | Central | Alto |
| | | -1 | 0 | 1 |
| Concentración de NaCN (g/L) | X1 | 0.5 | 1.5 | 2.5 |
| Concentración de NH3 (mol/L) | X2 | 0 | 1 | 2 |
| Concentración de Pb(NO3)2 (g/TM) | X3 | 0 | 500 | 1000 |

**Tabla N°4.6. Esquema del diseño experimental mostrando los niveles y factores codificados. Fuente: Elaboración propia.**

| N° Experimento | NaCN (g/L) | NH3 (Mol/L) | Pb(NO3)2 (g/TM) | Codificación | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | NaCN | NH3 | Pb(NO3)2 |
| 1 | 0.5 | 0 | 500 | -1 | -1 | 0 |
| 2 | 2.5 | 0 | 500 | 1 | -1 | 0 |
| 3 | 0.5 | 2 | 500 | -1 | 1 | 0 |
| 4 | 2.5 | 2 | 500 | 1 | 1 | 0 |
| 5 | 0.5 | 1 | 0 | -1 | 0 | -1 |
| 6 | 2.5 | 1 | 0 | 1 | 0 | -1 |
| 7 | 0.5 | 1 | 1000 | -1 | 0 | 1 |
| 8 | 2.5 | 1 | 1000 | 1 | 0 | 1 |
| 9 | 1.5 | 0 | 0 | 0 | -1 | -1 |
| 10 | 1.5 | 2 | 0 | 0 | 1 | -1 |
| 11 | 1.5 | 0 | 1000 | 0 | -1 | 1 |
| 12 | 1.5 | 2 | 1000 | 0 | 1 | 1 |
| 13 | 1.5 | 1 | 500 | 0 | 0 | 0 |
| 14 | 1.5 | 1 | 500 | 0 | 0 | 0 |
| 15 | 1.5 | 1 | 500 | 0 | 0 | 0 |

Una vez obtenido nuestro diseño se procede a ingresar los valores obtenidos de extracción de oro a las 24 horas de tratamiento, valores que representarán nuestra respuesta. Con la ayuda de los softwares Statgraphics y Minitab llevaremos a cabo la evaluación estadística de los datos experimentales obtenidos y la construcción de las gráficas de superficie de respuesta.

Cabe señalar que las pruebas se realizaron con valores contantes establecidos de:

- Granulometría: 90% -malla 200 (Serie Tyler).
- pH: 10.5 – 11.5.
- RPM: 700.
- Temperatura: 25°C (Temperatura ambiente).
- Tiempo: 24 horas.
- Peso del sólido: 800 gramos.
- % de sólidos: 25%.

# CAPÍTULO V

# RESULTADOS Y DISCUSIONES

## 5.1 CIANURACIÓN CONVENCIONAL

Tal como se mostró en los antecedentes teóricos de la cianuración de minerales auríferos con alto contenido de cobre, el cobre presente en el mineral muestra ser desfavorable para el proceso de cianuración, limitando la extracción de oro y plata.

Las pruebas de lixiviación con solución de cianuro revelaron que la extracción de oro y plata fueron bajas, obteniendo 75.23% de extracción de oro y 49.51% de extracción de plata con una concentración de cianuro de 1.5 g/l.

Los resultados mostraron altos porcentajes de extracción (>85%) cuando se tiene altas concentraciones de cianuro (≥ 4.5 g/l NaCN), punto en el cual el consumo de cianuro se eleva a 23.83 kg. /TM. Porcentajes de extracción altos de oro y de plata sólo son posibles con altos consumos de cianuro de odio.

### 5.1.1 EXTRACCIÓN DE ORO

Como se observa en la tabla N° 5.1 manteniendo una concentración de cianuro de sodio de 1.5 g/L se obtiene un 75.23 % de extracción de oro a las 24 horas de tratamiento. Aumentando la concentración de cianuro a 4.5 g/L podemos obtener una extracción de oro de 89.30%.

**Tabla N°5.1. Porcentajes de extracción de oro obtenidos a distintas concentraciones de cianuro de sodio. Fuente: Elaboración propia.**

| | | | CONCENTRACIÓN DE NaCN | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | 1.5 g/L | 2.5 g/L | 4.5 g/L | 6.0 g/L | 7.5 g/L |
| Control | Tiempo, h | Tiempo. Ac | % extrac. | % extrac. | % extrac. | % extrac. | % extrac. |
| 0 | 0 | 0.0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 1 | 2.0 | 2.0 | 25.34 | 38.07 | 50.53 | 49.74 | 54.85 |
| 2 | 2.0 | 4.0 | 44.31 | 49.93 | 73.12 | 77.42 | 82.52 |
| 3 | 4.0 | 8.0 | 59.67 | 62.66 | 83.20 | 88.46 | 91.43 |
| 4 | 4.0 | 12.0 | 66.47 | 68.29 | 87.41 | 89.71 | 94.15 |
| 5 | 12.0 | 24.0 | 75.23 | 83.45 | 89.30 | 92.75 | 95.15 |

Es evidente que al aumentar la concentración de cianuro de sodio la extracción de oro se ve incrementada, llegando a un 95.15 % de extracción de oro con una concentración de cianuro de 7.5 g/L. Lo cual nos indica que el mantener concentraciones altas de cianuro de sodio nos ayuda a aliviar la interferencia del cobre presente en el mineral.

Como se observa también en la figura N° 5.1 las curvas de extracción muestran características típicas de la cinética de disolución de oro en soluciones de cianuro. Las gráficas muestran tendencia ascendente las primeras horas de tratamiento, mientras que llegadas las 24 horas tales curvas se vuelven asintóticas.

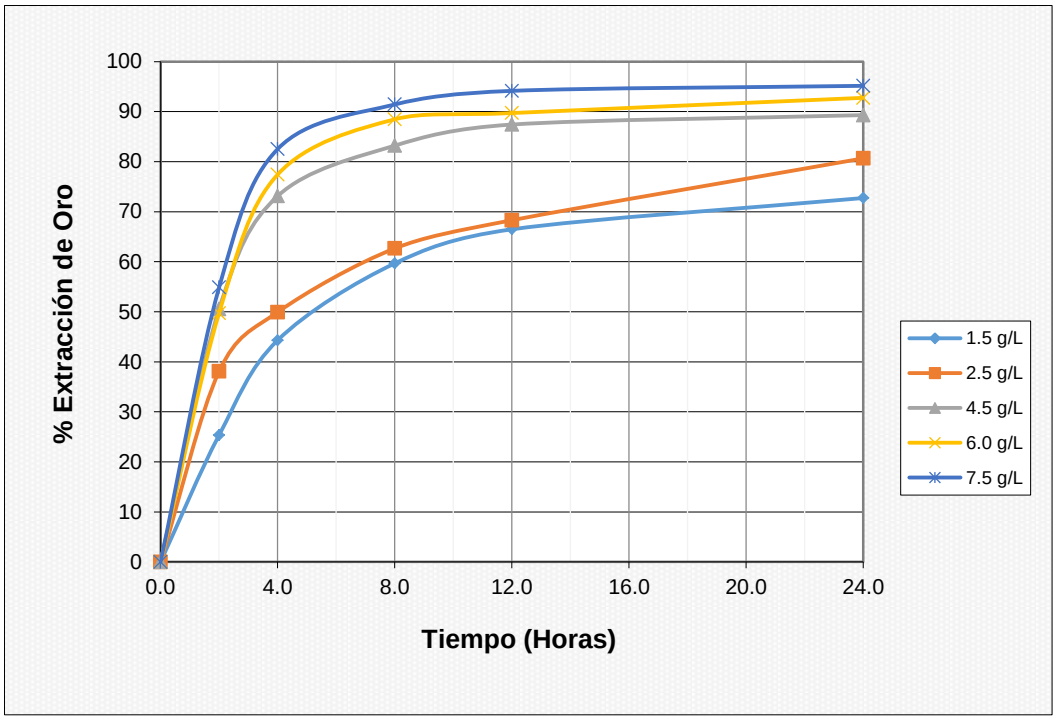



**Figura N°5.1. Efecto de la concentración de cianuro de sodio en la extracción de oro presente en el mineral. Fuente: Elaboración propia.**

### 5.1.2 EXTRACCIÓN DE COBRE

Como se observa en la tabla N° 5.2 manteniendo una concentración de cianuro de sodio de 1.5 g/L se obtiene un 30.69 % de extracción de cobre a las 24 horas de tratamiento. Aumentando la concentración de cianuro a 4.5

g/L podemos obtener una extracción de cobre de 33.43%, lo cual no es muy significante.

**Tabla N°5.2. Porcentajes de extracción de cobre obtenidos a distintas concentraciones de cianuro de sodio. Fuente: Elaboración propia.**

| | | | CONCENTRACIÓN DE NaCN | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | 1.5 g/L | 2.5 g/L | 4.5 g/L | 6.0 g/L | 7.5 g/L |
| **Control** | **Tiempo, h** | **Tiempo. Ac** | **% extrac.** | **% extrac.** | **% extrac.** | **% extrac.** | **% extrac.** |
| 0 | 0 | 0.0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 1 | 2.0 | 2.0 | 23.37 | 21.96 | 29.07 | 31.10 | 32.00 |
| 2 | 2.0 | 4.0 | 25.75 | 23.54 | 28.99 | 31.12 | 34.98 |
| 3 | 4.0 | 8.0 | 28.04 | 27.23 | 29.92 | 31.20 | 37.20 |
| 4 | 4.0 | 12.0 | 30.72 | 28.60 | 32.43 | 35.70 | 37.17 |
| 5 | 12.0 | 24.0 | 30.69 | 32.09 | 33.43 | 36.13 | 39.88 |

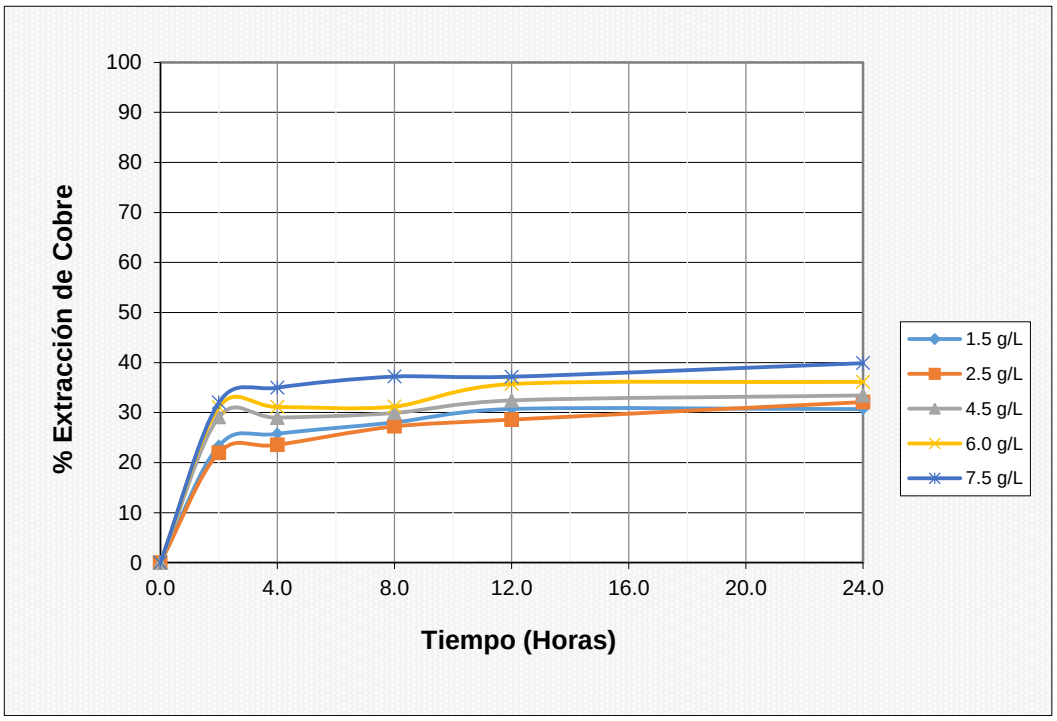



**Figura N° 5.2. Efecto de la concentración de cianuro de sodio en la extracción de cobre presente en el mineral. Fuente: Elaboración propia.**

Como podemos notar en la tabla N° 5.2 al incrementar la concentración de cianuro de sodio se incrementa la extracción de cobre, sin embargo este incremento no es muy significativo como se pudo notar en el caso de la extracción de oro. Para este caso con una concentración de cianuro de 7.5 g/L se obtiene 39.88 % de extracción de cobre.

Observando la figura N° 5.2 podemos notar que las curvas muestran una marcada tendencia ascendente hasta las 2 horas de tratamiento, pasadas las 2 horas las curvas se vuelven constantes, esto debido a presencia de especies mineralógicas de cobre poco solubles en soluciones de cianuro como es el caso de la calcopirita. De igual manera podemos decir que la rápida disolución de cobre las horas iniciales de tratamiento nos muestran la alta solubilidad de especies mineralógicas como la covelita y calcosita en soluciones de cianuro.

### 5.1.3 EXTRACCIÓN DE PLATA

Como se observa en la tabla N° 5.3 manteniendo una concentración de cianuro de sodio de 1.5 g/L se obtiene un 49.51 % de extracción de plata a las 24 horas de tratamiento. Aumentando la concentración de cianuro a 4.5 g/L podemos obtener una extracción de plata de 64.93%. Así mismo aumentando la concentración de cianuro hasta 7.5 g/L se logra obtener un máximo de 66.98% de extracción de plata.

Observando la figura N° 5.3 podemos notar que a medida que se aumenta la concentración de cianuro se obtienen mayores porcentajes de extracción de plata, sin embargo a bajas concentraciones de cianuro la cinética de disolución es lenta.

**Tabla N° 5.3. Porcentajes de extracción de plata obtenidos a distintas concentraciones de cianuro de sodio. Fuente: Elaboración propia.**

| | | | CONCENTRACIÓN DE NaCN | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | 1.5 g/L | 2.5 g/L | 4.5 g/L | 6.0 g/L | 7.5 g/L |
| **Control** | **Tiempo, h** | **Tiempo. Ac** | **% extrac.** | **% extrac.** | **% extrac.** | **% extrac.** | **% extrac.** |
| 0 | 0 | 0.0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 1 | 2.0 | 2.0 | 7.10 | 13.24 | 27.29 | 37.40 | 54.31 |
| 2 | 2.0 | 4.0 | 13.03 | 29.56 | 40.04 | 48.82 | 64.78 |
| 3 | 4.0 | 8.0 | 25.44 | 44.33 | 46.83 | 53.85 | 65.37 |
| 4 | 4.0 | 12.0 | 36.20 | 50.07 | 51.03 | 57.56 | 65.07 |
| 5 | 12.0 | 24.0 | 49.51 | 61.02 | 64.93 | 66.64 | 66.98 |

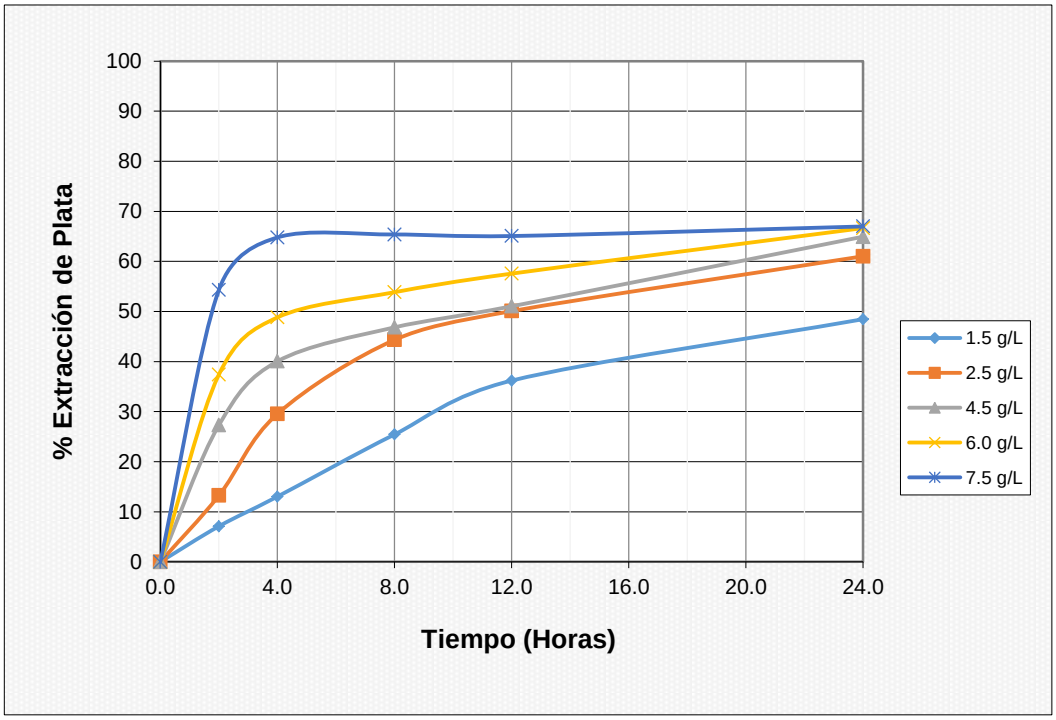



**Figura N° 5.3. Efecto de la concentración de cianuro de sodio en la extracción de plata presente en el mineral. Fuente: Elaboración propia.**

### 5.1.4 CONSUMO DE CIANURO DE SODIO

La tabla N° 5.4 nos muestra el consumo de cianuro de sodio por tonelada de mineral a procesar, como podemos observar con una concentración de cianuro de sodio de 1.5 g/L nuestro consumo es de 19.57 Kg/TM, valor que es bastante alto, ratificando la presencia de cianicidas, específicamente minerales de cobre altamente solubles en soluciones de cianuro.

**Tabla N° 5.4. Consumo de cianuro de sodio obtenido a distintas concentraciones de cianuro de sodio. Fuente: Elaboración propia.**

| | | | CONCENTRACIÓN DE NaCN | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | 1.5 g/L | 2.5 g/L | 4.5 g/L | 6.0 g/L | 7.5 g/L |
| **Control** | **Tiempo, h** | **Tiempo. Ac** | **kg./TM** | **kg./TM** | **kg./TM** | **kg./TM** | **kg./TM** |
| 0 | 0 | 0.0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 1 | 2.0 | 2.0 | 4.17 | 7.92 | 12.15 | 14.40 | 15.60 |
| 2 | 2.0 | 4.0 | 7.98 | 12.96 | 16.95 | 18.30 | 18.90 |
| 3 | 4.0 | 8.0 | 12.70 | 14.76 | 18.45 | 19.80 | 21.60 |
| 4 | 4.0 | 12.0 | 15.36 | 18.00 | 20.64 | 23.10 | 24.28 |
| 5 | 12.0 | 24.0 | 19.57 | 22.78 | 23.83 | 24.91 | 25.43 |

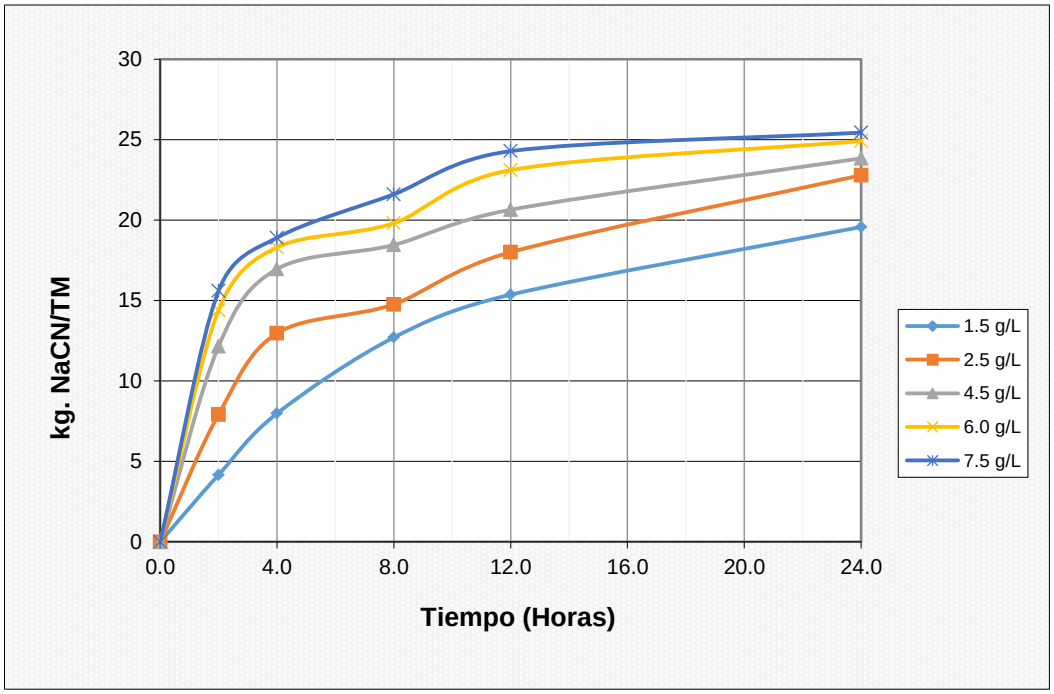



**Figura N° 5.4. Efecto de la concentración de cianuro de sodio en el consumo de cianuro de sodio por tonelada de mineral a procesar. Fuente: Elaboración propia.**

Observando la tabla N° 5.4 también podemos observar que a medida que se aumenta la concentración de cianuro de sodio, el consumo se ve incrementado, alcanzando 23.83 Kg/TM para una concentración de cianuro de 4.5 g/l y llegando a un máximo de 25.43 Kg/TM para 7.5 g/L de cianuro de sodio.

La figura N°5.4 nos muestra la tendencia ascendente de las gráficas de consumo de cianuro de sodio en función del tiempo, lo cual indica que tras haber trascurrido 24 horas de tratamiento aún existe consumo de cianuro.

## 5.2 PRE-TRATAMIENTO CON AMONIACO

El pre-tratamiento con amoniaco muestra eliminar rápidamente la interferencia del cobre presente en el mineral, permitiendo en la etapa de cianuración posterior altos porcentajes de extracción de oro y plata.

Las pruebas de cianuración realizadas después del pre-tratamiento permitieron una lixiviación selectiva del oro con poca interferencia de cobre remanente y un menor consumo de cianuro de sodio.

Las pruebas de cianuración realizadas después del pre-tratamiento con 1.5 g/L de cianuro de sodio muestran 85.10% y 86.49% de extracción de oro para un pre-tratamiento de 24 horas con 1.0 mol/L y 2.0mol/L de amoniaco respectivamente, valores que se ven incrementados respecto al 75.23% de extracción obtenido en pruebas de cianuración convencional.

El consumo de cianuro de sodio después del pre-tratamiento se ve disminuido en gran magnitud comparado con las pruebas de cianuración convencional, logrando así un ahorro de cianuro de sodio incluso por encima del 50%.

### 5.2.1 EXTRACCIÓN DE ORO

En la tabla N° 5.5 podemos observar altos porcentajes de extracción de oro en las pruebas de cianuración realizadas después del pre-tratamiento con amoniaco. Para una concentración de 1.5 g/L de cianuro de sodio obtenemos 85.10% y 86.49% de extracción de oro para un pre-tratamiento de 24 horas con 1.0 mol/L y 2.0mol/L de amoniaco respectivamente. Mientras que para una concentración de 2.5 g/L obtenemos 89.78% y 95.39% de extracción de oro para un pre-tratamiento de 24 horas con 1.0 mol/L y 2.0mol/L de amoniaco respectivamente.

**Tabla N°5.5. Porcentajes de extracción de oro obtenidos a distintas concentraciones de cianuro de sodio, después de un pre-tratamiento con soluciones de amoniaco 1.0 y 2.0 mol/L. Fuente: Elaboración propia.**

| | | | CONCENTRACIÓN DE NaCN | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | 1.5 g/L | 2.5 g/L | 1.5 g/L | 2.5 g/L |
| | | | CONCENTRACIÓN DE NH3 | | | |
| | | | 1 mol/L | 1 mol/L | 2 mol/L | 2 mol/L |
| **Control** | **Tiempo, h** | **Tiempo. Ac** | **% extrac.** | **% extrac.** | **% extrac.** | **% extrac.** |
| 0 | 0 | 0.0 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 1 | 2.0 | 2.0 | 37.94 | 24.09 | 46.89 | 47.11 |
| 2 | 2.0 | 4.0 | 53.35 | 50.25 | 67.01 | 71.28 |
| 3 | 4.0 | 8.0 | 65.07 | 70.58 | 73.96 | 86.15 |
| 4 | 4.0 | 12.0 | 75.26 | 78.38 | 78.51 | 91.97 |
| 5 | 12.0 | 24.0 | 85.10 | 89.78 | 86.49 | 95.39 |

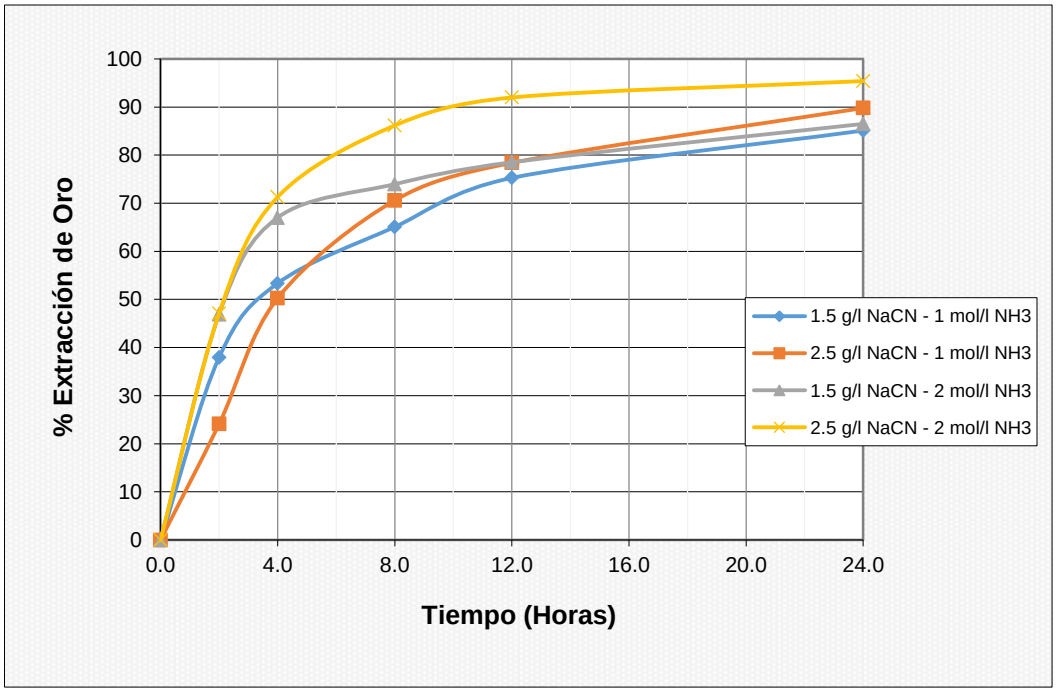



**Figura N°5.5. Efecto de la concentración de cianuro de sodio y amoniaco como pre-tratamiento en la extracción de oro presente en el mineral. Fuente: Elaboración propia.**

Específicamente para las pruebas realizadas a 1.5 g/L de cianuro de sodio podemos comparar el 75.23% de extracción obtenido sin realizar el pre-tratamiento y notamos que se incrementa la extracción de oro en 9.87% y 11.26% para las pruebas de pre-tratamiento con 1.0 mol/L y 2.0mol/L de amoniaco respectivamente.

En la figura N° 5.5 notamos que a las 12 horas de tratamiento ya se obtienen porcentajes de extracción por encima del 70%. Las curvas mostradas en esta figura son típicas de la disolución de oro en soluciones de cianuro.

El incremento en el porcentaje de extracción de oro en estas pruebas está ligado a la eliminación del gran parte del cobre reactivo en la etapa de pre-tratamiento, permitiendo al cianuro libre disponible en la solución disolver directamente al oro.

### 5.2.2 EXTRACCIÓN DE COBRE

En la tabla N° 5.6 notamos que a pesar de haber realizado un pre-tratamiento de 24 horas con soluciones de amoniaco existe la presencia de

cobre, esto debido a que en el mineral existe la presencia de la calcopirita, especie que es poco soluble tanto en soluciones de amoniaco como en soluciones de cianuro.

**Tabla N°5.6. Porcentajes de extracción de cobre obtenidos a distintas concentraciones de cianuro de sodio, después de un pre-tratamiento con soluciones de amoniaco 1.0 y 2.0 mol/L. Fuente: Elaboración propia.**

| | | | CONCENTRACIÓN DE NaCN | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | 1.5 g/L | 2.5 g/L | 1.5 g/L | 2.5 g/L |
| | | | CONCENTRACIÓN DE NH3 | | | |
| | | | 1 mol/L | 1 mol/L | 2 mol/L | 2 mol/L |
| **Control** | **Tiempo, h** | **Tiempo. Ac** | **% extrac.** | **% extrac.** | **% extrac.** | **% extrac.** |
| 0 | 0 | 0.0 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 1 | 2.0 | 2.0 | 8.89 | 11.24 | 8.93 | 9.62 |
| 2 | 2.0 | 4.0 | 10.24 | 12.95 | 9.34 | 10.49 |
| 3 | 4.0 | 8.0 | 13.00 | 15.39 | 10.04 | 10.65 |
| 4 | 4.0 | 12.0 | 14.26 | 15.95 | 10.87 | 11.25 |
| 5 | 12.0 | 24.0 | 15.48 | 16.35 | 12.22 | 12.65 |

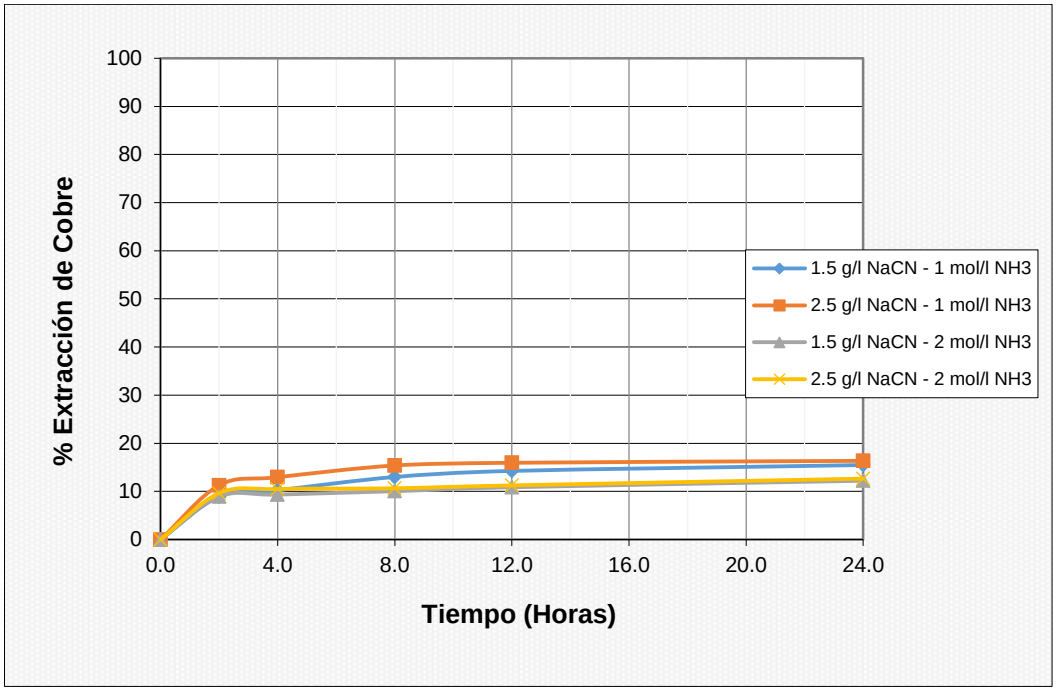



**Figura N°5.6. Efecto de la concentración de cianuro de sodio y amoniaco como pre-tratamiento en la extracción de cobre presente en el mineral. Fuente: Elaboración propia.**

Para las pruebas realizadas con una concentración de 1.5 g/L de cianuro de sodio obtenemos 15.48% y 12.22% de extracción de cobre luego de realizar un pre-tratamiento con 1.0 mol/L y 2.0mol/L de amoniaco respectivamente. De igual manera para las pruebas realizadas con 2.5 g/L de cianuro de sodio obtenemos 16.35% y 12.65% de extracción de cobre luego de realizar un pre-tratamiento con 1.0 mol/L y 2.0mol/L de amoniaco respectivamente.

La figura N° 5.6 nos muestra que la cinética de disolución es veloz hasta las primeras horas de tratamiento, pasado este tiempo las gráficas se hacen constantes indicando la lenta disolución de especies mineralógicas de cobre presentes en el mineral como la calcopirita.

### 5.2.3 EXTRACCIÓN DE PLATA

En la tabla N° 5.7 podemos observar altos porcentajes de extracción de plata en las pruebas de cianuración realizadas después del pre-tratamiento con amoniaco. Para una concentración de 1.5 g/L de cianuro de sodio obtenemos 62.53% y 65.86% de extracción de plata para un pre-tratamiento de 24 horas con 1.0 mol/L y 2.0mol/L de amoniaco respectivamente. Mientras que para las pruebas realizadas a una concentración de 2.5 g/L obtenemos 66.62% y 68.27% de extracción de plata para un pre-tratamiento de 24 horas con 1.0 mol/L y 2.0mol/L de amoniaco respectivamente.

Al igual que en caso del oro la extracción de plata se ve incrementada debido a la poca interferencia de las especie de cobre las cuales fueron eliminadas en el pre-tratamiento con solución de amoniaco.

La figura N° 5.7 nos muestra la cinética de disolución de la plata, las pruebas realizadas con una concentración de cianuro de sodio de 2.5 g/L muestran en sus primeras horas una velocidad de disolución más violenta en comparación con las pruebas realizadas a 1.5 g/L, esto se debe a que una concentración de 2.5 g/L de cianuro de sodio permite una mayor disponibilidad de cianuro libre, el cual permite disolver más rápidamente la plata.

**Tabla N°5.7. Porcentajes de extracción de plata obtenidos a distintas concentraciones de cianuro de sodio, después de un pre-tratamiento con soluciones de amoniaco 1.0 y 2.0 mol/L. Fuente: Elaboración propia.**

| | | | CONCENTRACIÓN DE NaCN | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | 1.5 g/L | 2.5 g/L | 1.5 g/L | 2.5 g/L |
| | | | CONCENTRACIÓN DE NH3 | | | |
| | | | 1 mol/L | 1 mol/L | 2 mol/L | 2 mol/L |
| **Control** | **Tiempo, h** | **Tiempo. Ac** | **% extrac.** | **% extrac.** | **% extrac.** | **% extrac.** |
| 0 | 0 | 0.0 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 1 | 2.0 | 2.0 | 20.51 | 25.86 | 44.87 | 49.85 |
| 2 | 2.0 | 4.0 | 32.53 | 33.11 | 54.36 | 59.90 |
| 3 | 4.0 | 8.0 | 49.21 | 45.47 | 60.17 | 63.86 |
| 4 | 4.0 | 12.0 | 60.20 | 54.13 | 62.69 | 66.38 |
| 5 | 12.0 | 24.0 | 62.53 | 66.62 | 65.86 | 68.27 |

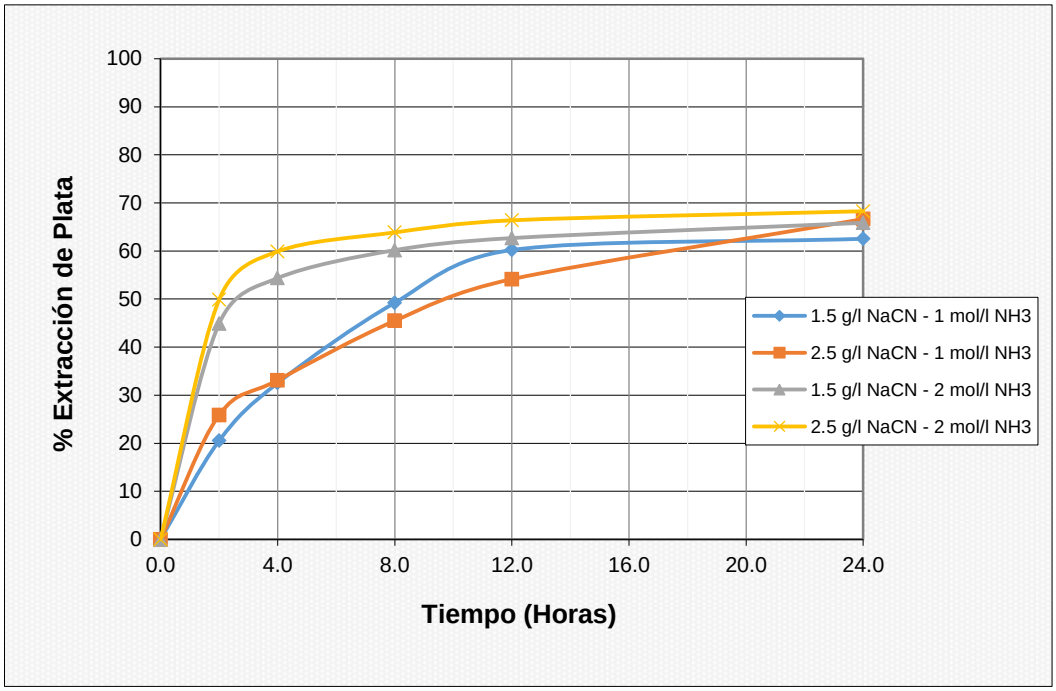



**Figura N°5.7. Efecto de la concentración de cianuro de sodio y amoniaco como pre-tratamiento en la extracción de plata presente en el mineral. Fuente: Elaboración propia.**

### 5.2.4 CONSUMO DE CIANURO DE SODIO

La tabla N° 5.8 nos muestra el consumo de cianuro de sodio de las pruebas de lixiviación realizadas luego de un pre-tratamiento de 24 horas con 1.0 mol/L y 2.0mol/L de amoniaco. Comparando estos valores con los

mostrados en las pruebas de cianuración convencional notamos que existe una drástica diminución en el consumo de cianuro.

Para las pruebas realizadas con 1.5 g/L de cianuro de sodio notamos que para la cianuración convencional se obtiene 19.57 kg/TM de consumo de cianuro de sodio y para las pruebas realizadas con 1.0 mol/L y 2.0mol/L de amoniaco como pre-tratamiento tenemos 7.89 kg/TM y 6.33 kg/TM respectivamente. Esto nos indica una reducción en el consumo de cianuro de sodio de 11.68 kg/TM y 13.24 kg/TM respectivamente, que a su vez representa 59.68% y 67.65 % de ahorro de cianuro de sodio.

Para las pruebas realizadas con 2.5 g/L de cianuro de sodio notamos que para la cianuración convencional se obtiene 22.78 kg/TM de consumo de cianuro de sodio y para las pruebas realizadas con 1.0 mol/L y 2.0mol/L de amoniaco como pre-tratamiento tenemos 11.16 kg/TM y 9.18 kg/TM respectivamente. Esto nos indica una reducción en el consumo de cianuro de sodio de 11.62 kg/TM y 13.60 kg/TM respectivamente, que a su vez representa 51.01% y 59.70 % de ahorro de cianuro de sodio.

**Tabla N° 5.8. Consumo de cianuro de sodio obtenido para distintas concentraciones de cianuro de sodio, después de un pre-tratamiento con soluciones de amoniaco 1.0 y 2.0 mol/L. Fuente: Elaboración propia.**

| | | | CONCENTRACIÓN DE NaCN | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | 1.5 g/L | 2.5 g/L | 1.5 g/L | 2.5 g/L |
| | | | CONCENTRACIÓN DE NH3 | | | |
| | | | 1 mol/L | 1 mol/L | 2 mol/L | 2 mol/L |
| **Control** | **Tiempo, h** | **Tiempo. Ac** | **kg./TM** | **kg./TM** | **kg./TM** | **kg./TM** |
| 0 | 0 | 0.0 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 1 | 2.0 | 2.0 | 3.39 | 4.03 | 3.00 | 3.60 |
| 2 | 2.0 | 4.0 | 4.59 | 5.23 | 3.90 | 4.72 |
| 3 | 4.0 | 8.0 | 5.79 | 7.83 | 4.80 | 6.74 |
| 4 | 4.0 | 12.0 | 6.69 | 9.43 | 5.46 | 7.81 |
| 5 | 12.0 | 24.0 | 7.89 | 11.16 | 6.33 | 9.18 |

La figura N° 5.8 nos muestra que mientras mayor es la concentración de cianuro de sodio en la prueba de cianuración posterior al pre-tratamiento mayor es el consumo, así mismo mientras mayor es la concentración de amoniaco utilizada como pre-tratamiento menor es el consumo de cianuro es la prueba posterior.

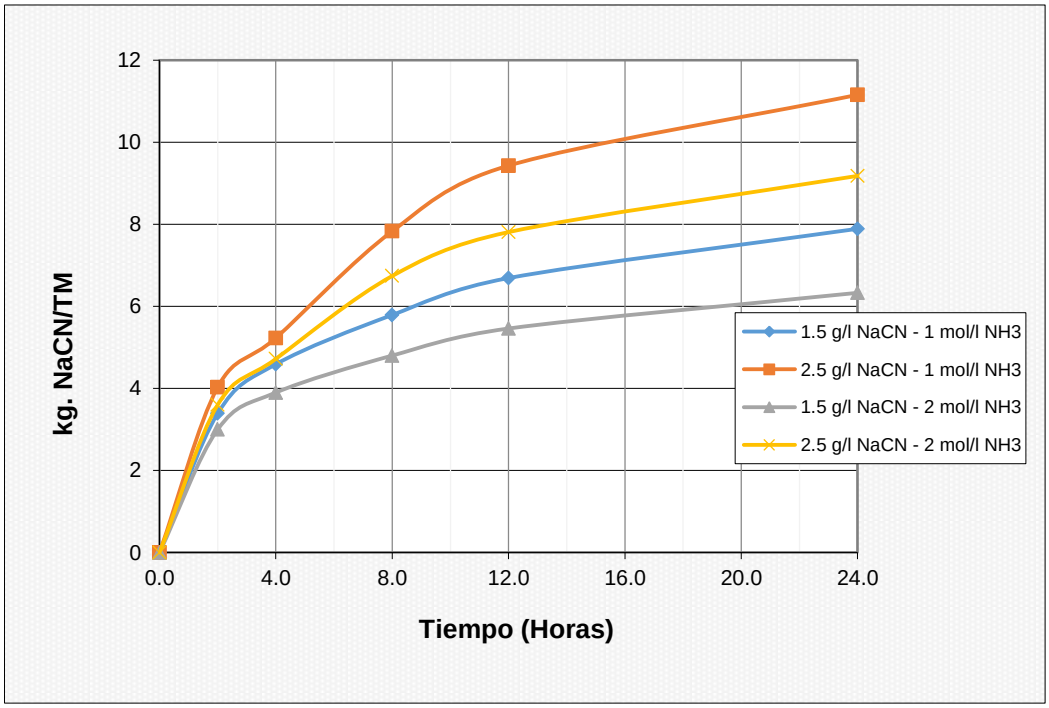



**Figura N° 5.8. Efecto de la concentración de cianuro de sodio y amoniaco como pre-tratamiento en el consumo de cianuro de sodio. Fuente: Elaboración propia.**

## 5.3 CIANURACIÓN AMONIACAL

Tal como se mencionó en el marco teórico la cianuración amoniacal nos permite la lixiviación selectiva del oro, obteniéndose altos porcentajes de extracción de oro con una remarcable disminución en el consumo de cianuro de sodio. En las pruebas realizadas se logró obtener un máximo de extracción de oro de 95.20% con tan solo 10.11 Kg/TM de cianuro de sodio.

Es importante señalar que el pH en este sistema de lixiviación es de vital importancia, así mismo se puedo notar que el pH se mantiene estable de inicio a fin en las pruebas metalúrgicas realizadas, esto debido al equilibrio existente entre el amoniaco y el ión amonio.

La formación y presencia del complejo $[Cu\ (NH_3)_4]^{+2}$ no solo permite limitar la interferencia entre el cobre y el cianuro libre de la solución, sino que también cumple la función de oxidante.

### 5.3.1 RESULTADOS DE LAS PRUEBAS EXPERIMENTALES

En la tabla N° 5.9 podemos observar los resultados de cada uno de los experimentos realizados de acuerdo a nuestro diseño experimental (Box-behnken). Como se muestra los porcentajes de extracción de oro se ven afectados directamente por la concentración de cianuro de sodio y de amoniaco experimentados, así mismo el consumo de cianuro de sodio se ve disminuido a medida que se incrementa la concentración de amoniaco experimentada.

**Tabla N°5.9. Porcentajes de extracción de oro y su respectivo consumo de cianuro de sodio para cada uno de los experimentos diseñados. Fuente: Elaboración propia.**

| N° Experimento | NaCN (g/L) | NH3 (Mol/L) | Pb(NO3)2 (g/TM) | Extracción de oro (%) | Extracción de cobre (%) | Consumo de cianuro de sodio (Kg/TM) |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 1 | 0.5 | 0 | 500 | 68.26 | 18.95 | 5.15 |
| 2 | 2.5 | 0 | 500 | 84.15 | 33.90 | 20.93 |
| 3 | 0.5 | 2 | 500 | 87.80 | 28.98 | 5.30 |
| 4 | 2.5 | 2 | 500 | 95.20 | 39.12 | 10.11 |
| 5 | 0.5 | 1 | 0 | 86.59 | 19.34 | 5.38 |
| 6 | 2.5 | 1 | 0 | 87.21 | 30.11 | 13.56 |
| 7 | 0.5 | 1 | 1000 | 85.96 | 14.37 | 5.43 |
| 8 | 2.5 | 1 | 1000 | 88.17 | 24.30 | 13.61 |
| 9 | 1.5 | 0 | 0 | 76.74 | 30.64 | 16.36 |
| 10 | 1.5 | 2 | 0 | 89.49 | 32.78 | 9.06 |
| 11 | 1.5 | 0 | 1000 | 78.22 | 31.25 | 15.13 |
| 12 | 1.5 | 2 | 1000 | 86.79 | 22.55 | 9.35 |
| 13 | 1.5 | 1 | 500 | 82.38 | 21.60 | 10.12 |
| 14 | 1.5 | 1 | 500 | 83.07 | 21.67 | 10.03 |
| 15 | 1.5 | 1 | 500 | 82.58 | 21.87 | 10.98 |

En la tabla N° 5.9 podemos comparar los porcentajes de extracción de oro para los experimentos N° 3 y N°4 los cuales fueron realizados con 2.0 Mol/L de NH3, 500 g/TM PbNO3 y donde se varió la concentración de cianuro entre 0.5 g/L y 2.5 g/L.

La figura N° 5.9 representa la cinética de disolución de oro para tales experimentos, donde se obtiene 87.80 % de extracción de oro para el experimento N°3 realizado con 0.5 g/L de cianuro de sodio, 2.0 Mol/L NH3 y 500 g/TM PbNO3. Para el caso del experimento N° 4 se obtiene 95.20 % de extracción de oro para una lixiviación 2.5 g/L de cianuro de sodio, 2.0 Mol/L

NH3 y 500 g/TM PbNO3. Como podemos ver existe influencia de la concentración de cianuro aplicada en la extracción de oro obtenida.

**Tabla N° 5.10. Porcentajes de extracción de oro obtenidos en el experimento N°3 y N°4, realizados con 2.0 Mol/L de NH3, 500 g/TM PbNO3 y donde se varió la concentración de cianuro entre 0.5 g/L y 2.5 g/L. Fuente: Elaboración propia.**

| | | | 2.0 Mol/L NH3 - 500 g/TM PbNO3 | |
|---|---|---|---|---|
| | | | 0.5 g/L NaCN | 2.5 g/L NaCN |
| **Control** | **Tiempo, h** | **Tiempo. Ac** | **% extrac.** | **% extrac.** |
| 0 | 0 | 0.0 | 0 | 0 |
| 1 | 2.0 | 2.0 | 27.61 | 42.97 |
| 2 | 2.0 | 4.0 | 58.63 | 71.17 |
| 3 | 4.0 | 8.0 | 79.38 | 83.27 |
| 4 | 4.0 | 12.0 | 80.26 | 89.48 |
| 5 | 12.0 | 24.0 | 87.80 | 95.20 |

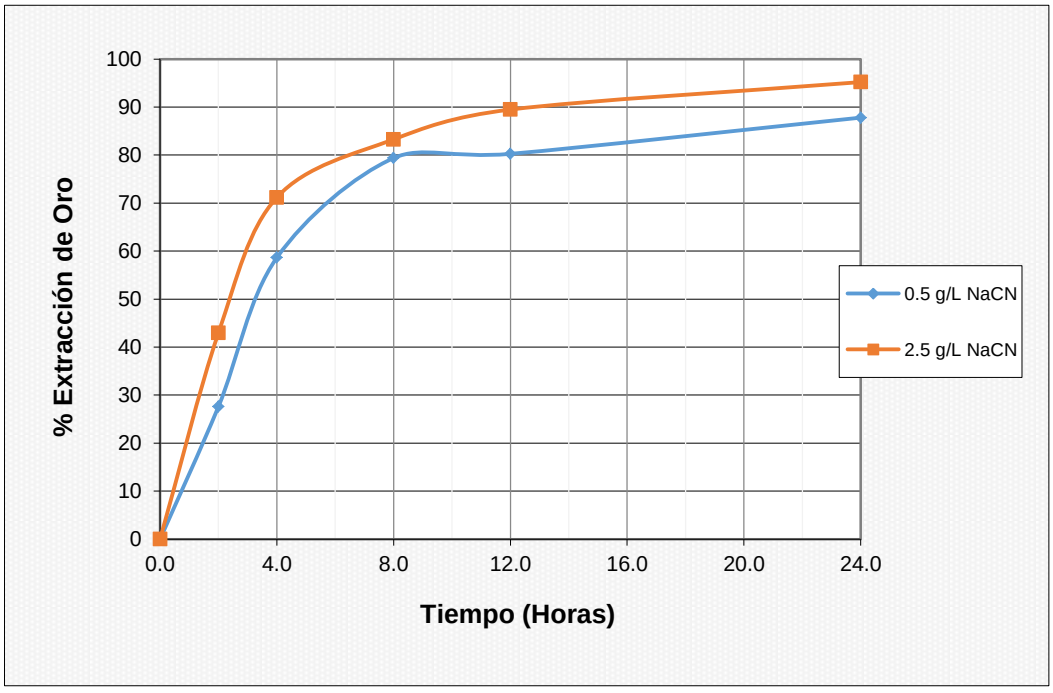



**Figura N° 5.9. Cinética de disolución del oro obtenida en los experimentos N°3 y N°4 (2.0 Mol/L de NH3 y 500 g/TM PbNO3), variando la concentración de cianuro entre 0.5 g/L y 2.5 g/L. Fuente: Elaboración propia.**

En la tabla N° 5.11 podemos comparar los porcentajes de extracción de oro para los experimentos N° 1 y N°3 los cuales fueron realizados con 0.5 g/L de NaCN, 500 g/TM PbNO3 y donde se varió la concentración de amoniaco entre 0 g/L y 2.0 g/L.

**Tabla N° 5.11. Porcentajes de extracción de oro obtenidos en el experimento N°1 y N°3, realizados con 0.5 g/L de NaCN, 500 g/TM PbNO3 y donde se varió la concentración de amoniaco entre 0 Mol/L y 2.0 Mol/L. Fuente: Elaboración propia.**

| | | | 0.5 g/L NaCN - 500 g/TM PbNO3 | |
|---|---|---|---|---|
| | | | 0.0 Mol/L NH3 | 2.0 Mol/L NH4 |
| Control | Tiempo, h | Tiempo. Ac | % extrac. | % extrac. |
| 0 | 0 | 0.0 | 0 | 0 |
| 1 | 2.0 | 2.0 | 10.76 | 27.61 |
| 2 | 2.0 | 4.0 | 23.60 | 58.63 |
| 3 | 4.0 | 8.0 | 47.48 | 79.38 |
| 4 | 4.0 | 12.0 | 58.59 | 80.26 |
| 5 | 12.0 | 24.0 | 68.26 | 87.80 |

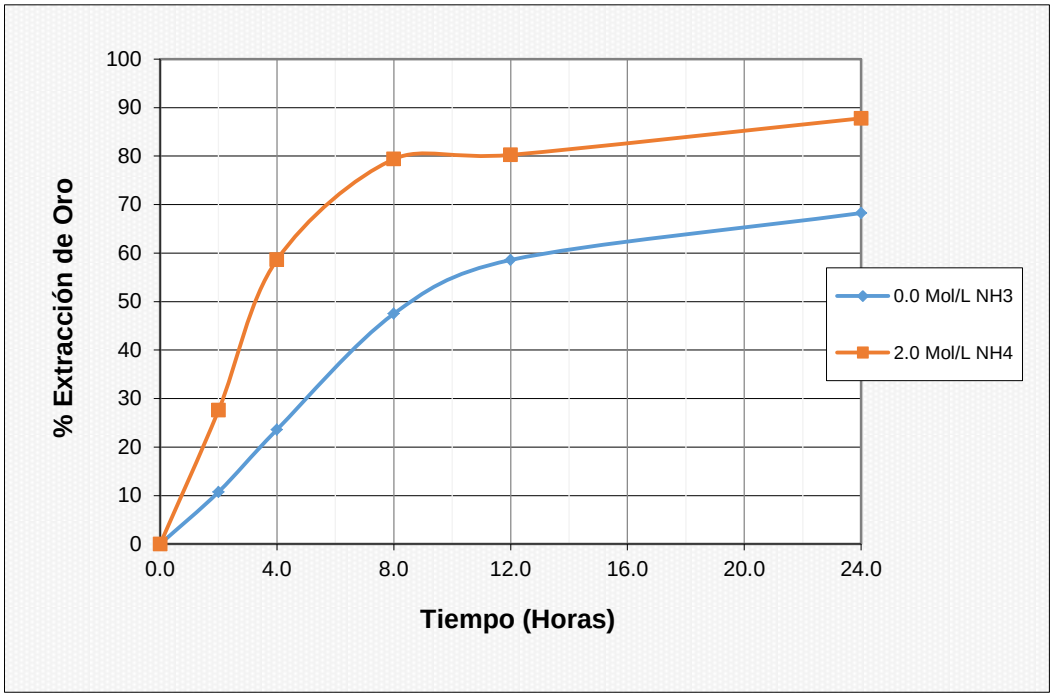



**Figura N° 5.10. Cinética de disolución del oro obtenida en los experimentos N°1 y N°3 (0.5 g/L de NaCN y 500 g/TM PbNO3), variando la concentración de amoniaco entre 0 Mol/L y 2.0 Mol/L. Fuente: Elaboración propia.**

La figura N° 5.10 representa la cinética de disolución de oro para tales experimentos, donde se obtiene 68.26 % de extracción de oro para el experimento N°1 realizado con 0.5 g/L de cianuro de sodio, 0 Mol/L NH3 y 500 g/TM PbNO3. Para el caso del experimento N° 3 se obtiene 87.80 % de extracción de oro realizado con 0.5 g/L de cianuro de sodio, 2.0 Mol/L NH3 y 500 g/TM PbNO3. También podemos observar en esta imagen la influencia de la concentración de amoniaco sobre la extracción de oro, para este caso notamos que la concentración de amoniaco resulta ser más significante que la variación de la concentración de cianuro de sodio mostrada en la figura N° 5.9.

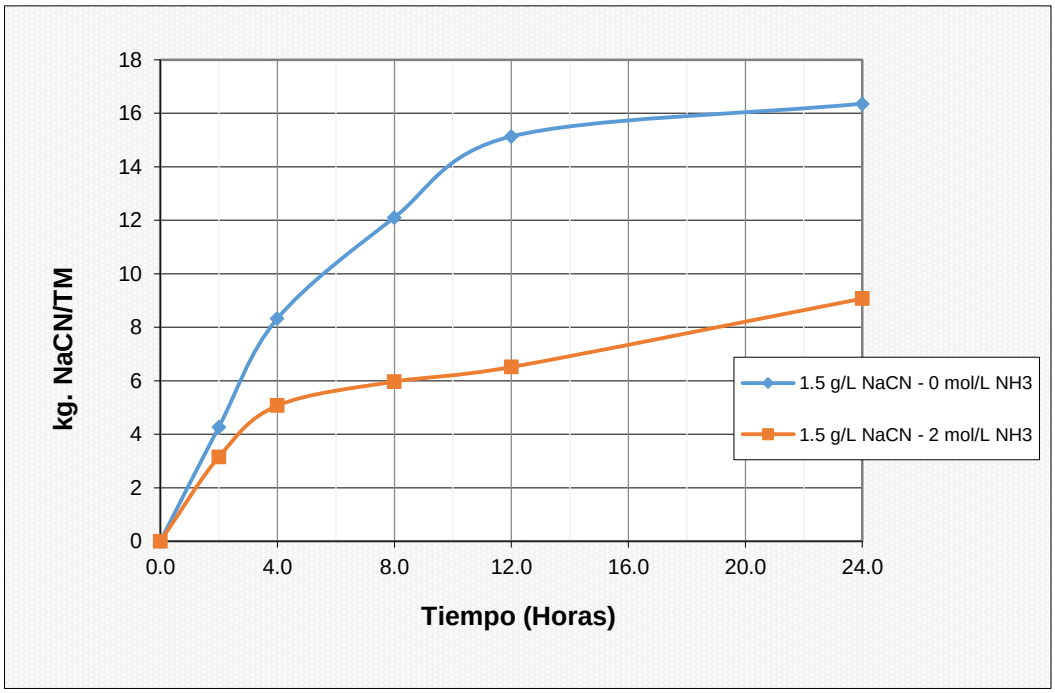



**Figura N°5.11. Consumo de cianuro de sodio de los experimentos N°9 y N°10 realizados con 1.5 g/L NaCN, 0 g/TM PbNO3 y variando la concentración de amoniaco entre 0 Mol/L y 2.0 Mol/L. Fuente: Elaboración propia.**

La figura N° 5.11 nos muestra la influencia de la concentración de amoniaco en el consumo de cianuro de sodio entre los experimentos N°9 y N°10 realizados con 1.5 g/L NaCN, 0 g/TM PbNO3 y variando la concentración de amoniaco entre 0 Mol/L y 2.0 Mol/L. Como podemos notar el consumo de cianuro es influenciado directamente por la concentración de amoniaco aplicada, para estos casos obtenemos 16.36 Kg/TM y 9.06 Kg/TM, para los

experimentos N°9 y N°10 respectivamente, obteniendo una disminución de 7.3 Kg/TM en el consumo de cianuro de sodio.

### 5.3.2 ANÁLISIS DEL DISEÑO EXPERIMENTAL

La tabla N° 5.12 nos muestra la significancia estadística de cada efecto comparando su cuadrado medio contra un estimado del error experimental. En este caso 2 efectos tienen una valor-P menor que 0.05, indicando que son significativamente diferentes de cero con un nivel de confianza del 95.0%. La variable A (Concentración de cianuro de sodio) y la variable B (Concentración de amoniaco) muestran valores P de 0.0489 y 0.0036 respectivamente, valores menores a 0.05, por lo tanto la concentración de cianuro de sodio y la concentración de amoniaco son estadísticamente significantes sobre el porcentaje de extracción de oro. Valores P más cercanos a cero son los más significantes para el proceso, por lo tanto la concentración de amoniaco con un valor P de 0.0036 es la más significante en nuestro proceso.

**Tabla N° 5.12. Análisis de varianza para la extracción de oro. Fuente: Statgraphics Centurion.**

| Fuente | Suma de Cuadrados | Gl | Cuadrado Medio | Razón-F | Valor-P |
|---|---|---|---|---|---|
| A:Concentración de cianuro | 85.2818 | 1 | 85.2818 | 6.70 | 0.0489 |
| B:Concentración de amoniaco | 336.831 | 1 | 336.831 | 26.47 | 0.0036 |
| C:Concentración de Pb(NO3)2 | 0.0990125 | 1 | 0.0990125 | 0.01 | 0.9331 |
| AA | 26.4043 | 1 | 26.4043 | 2.08 | 0.2093 |
| AB | 18.02 | 1 | 18.02 | 1.42 | 0.2874 |
| AC | 0.632025 | 1 | 0.632025 | 0.05 | 0.8325 |
| BB | 8.28924 | 1 | 8.28924 | 0.65 | 0.4563 |
| BC | 4.3681 | 1 | 4.3681 | 0.34 | 0.5834 |
| CC | 9.83016 | 1 | 9.83016 | 0.77 | 0.4197 |
| Error total | 63.6204 | 5 | 12.7241 | | |
| Total (corr.) | 554.985 | 14 | | | |

R-cuadrada = 88.5365 porciento
R-cuadrada (ajustada por g.l.) = 67.9023 porciento
Error estándar del est. = 3.56708
Error absoluto medio = 1.72544
Estadístico Durbin-Watson = 2.74587 (P=0.8064)
Autocorrelación residual de Lag 1 = -0.481548

La figura N° 5.12 nos representa gráficamente las variables y sus interacciones. Como podemos notar existen dos barras que sobrepasan la línea marcada de azul, esto nos indica que tales variables son estadísticamente significantes en la respuesta con un nivel de confianza del 95%, confirmando así a la concentración de cianuro y la concentración de amoniaco como variables significantes. Mientras que la concentración de nitrato de plomo y las interacciones de las demás variables muestran ser estadísticamente insignificantes.

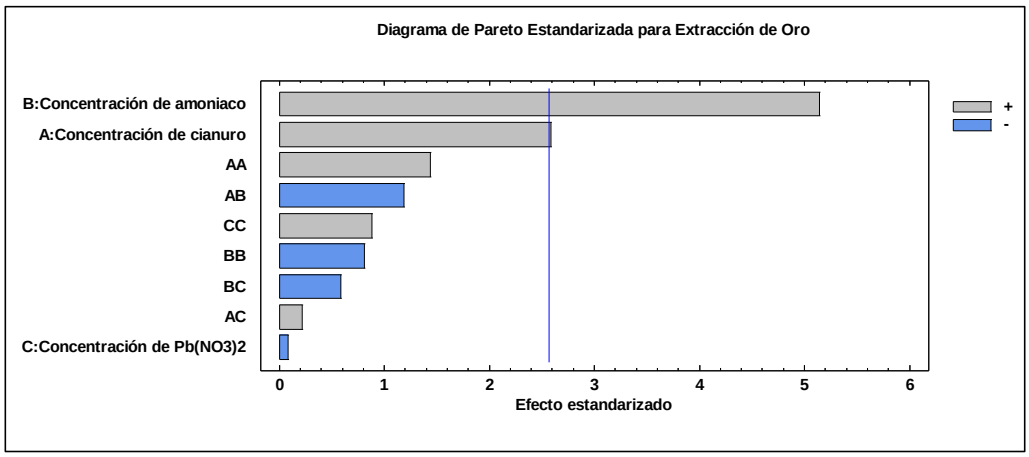



**Figura N° 5.12. Diagrama de Pareto para la extracción de oro como respuesta. Fuente: Statgraphics Centurion.**

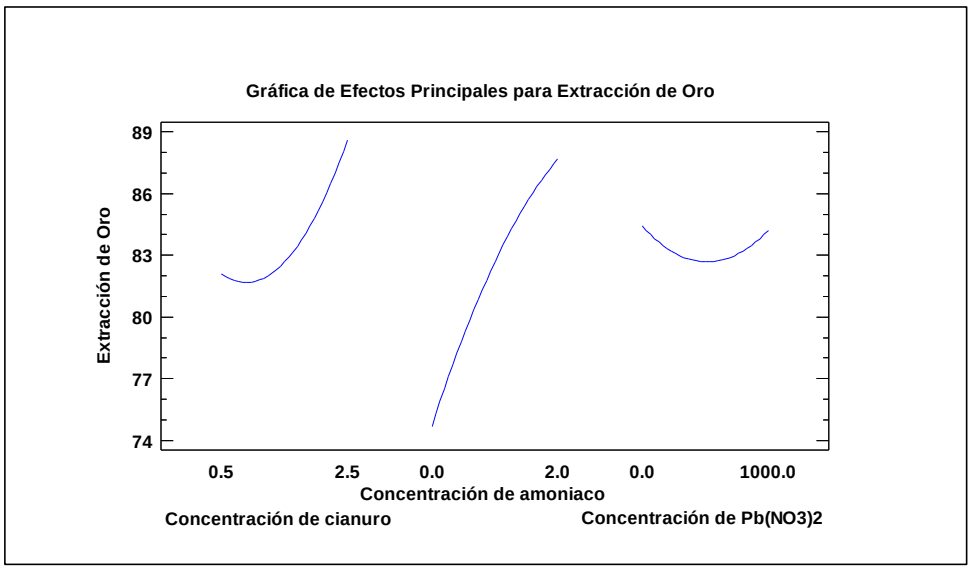



**Figura N° 5.13. Gráfica de efectos principales para la extracción de oro. Fuente: Statgraphics Centurion.**

La figura N° 5.13 nos muestra nuestras variables y sus efectos sobre la extracción de oro, como observamos en la gráfica la concentración de cianuro y la concentración de amoniaco tienen una tendencia ascendente sobre la extracción de oro, mientras que la concentración de nitrato de plomo muestra una tendencia lineal. Esto nos indica que mientras se eleva la concentración de cianuro y amoniaco la extracción de oro se ve incrementada, caso distinto ocurre con el nitrato de plomo, donde la extracción de oro no se ve incrementada con la variación de concentraciones.

**Tabla N° 5.13. Coeficientes de regresión para la extracción de oro. Fuente: Statgraphics Centurion.**

| *Coeficiente* | *Estimado* |
|---|---|
| Constante | 73.9194 |
| A:Concentración de cianuro | -3.0325 |
| B:Concentración de amoniaco | 13.7142 |
| C:Concentración de Pb(NO3)2 | -0.00585167 |
| AA | 2.67417 |
| AB | -2.1225 |
| AC | 0.000795 |
| BB | -1.49833 |
| BC | -0.00209 |
| CC | 0.00000652667 |

La tabla N° 5.13 nos muestra los coeficientes de regresión para la extracción de oro, lo cual nos permite obtener nuestra ecuación de regresión que se ajusta a los datos obtenidos. La ecuación del modelo ajustado obtenida es:

Extracción de Oro = 73.9194 - 3.0325*Concentración de cianuro + 13.7142*Concentración de amoniaco - 0.00585167*Concentración de Pb(NO3)2 + 2.67417*Concentración de cianuro^2 - 2.1225*Concentración de cianuro*Concentración de amoniaco + 0.000795*Concentración de cianuro*Concentración de Pb(NO3)2 - 1.49833*Concentración de amoniaco^2 - 0.00209*Concentración de amoniaco*Concentración de Pb(NO3)2 + 0.00000652667*Concentración de Pb(NO3)2^2.

Sintetizando la ecuación antes mostrada obtenemos nuestra ecuación de modelo matemático:

$$\%\ Extracción\ de\ oro = 73.919 - 3.033A + 13.714B - 0.006C + 2.674A^2 - 2.123AB + 0.0008AC - 1.498B^2 - 0.002BC + 0.0000065C^2$$

Una vez obtenido nuestro modelo podremos predecir el porcentaje de extracción de oro para cualquier concentración de cianuro de sodio, amoniaco y nitrato de plomo dentro de los niveles codificados en nuestro modelo. Basados en este modelo, las gráficas de superficie de respuesta son obtenidas para los efectos principales o sus interacciones, manteniendo la tercera variable en un valor constante.

La figura N° 5.14 nos muestra la interacción entre la concentración de cianuro y nitrato de plomo, como podemos observar los valores más altos de extracción de oro se obtienen a medida que se aumenta la concentración de cianuro, logrando porcentajes de extracción de 89% de oro con concentraciones de cianuro de 2.5 g/L. Así mismo al disminuir la concentración de cianuro de sodio la extracción de oro se ve disminuida. También observamos que el aumentar la concentración de nitrato de plomo no tiene mayor incidencia en la extracción de oro, tal como lo mostrado en el diagrama de efectos principales.

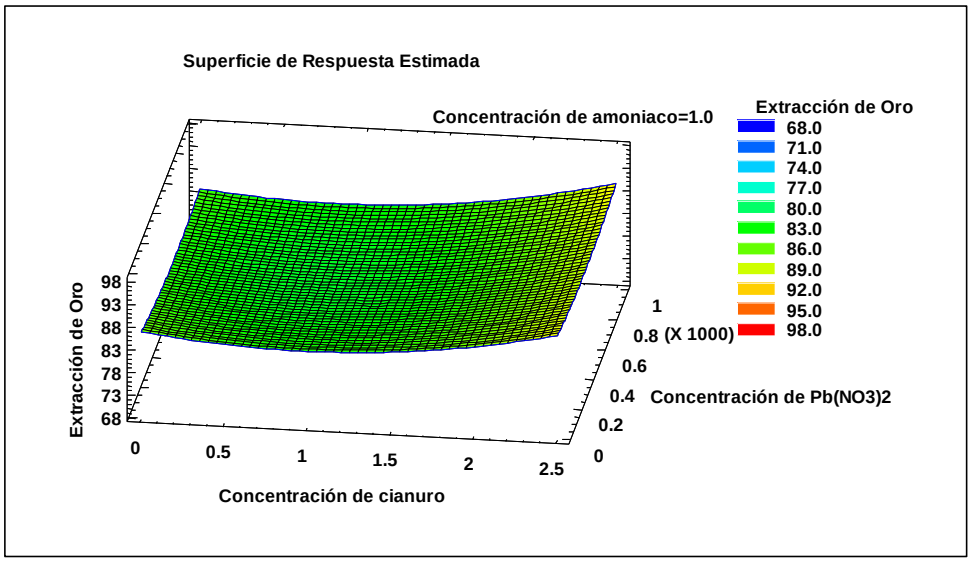



**Figura N° 5.14. Superficie de repuesta estimada para la interacción entre la concentración de cianuro y concentración de nitrato de plomo, manteniendo la concentración de amoniaco en 1.0 Mol/L. Fuente: Statgraphics Centurion.**

La figura N° 5.15 nos muestra la interacción entre la concentración de cianuro y concentración de amoniaco, podemos notar que concentraciones bajas de cianuro y amoniaco obtienen una muy limitada extracción de oro, siendo 68% la extracción de oro más baja obtenida con 0.5 g/L de cianuro de sodio y sin presencia de amoniaco. A medida que se aumenta la concentración de amoniaco la extracción de oro se ve rápidamente mejorada logrando un máximo de 95% de extracción cuando se maneja una concentración de amoniaco de 2.0 Mol/L. De igual manera a medida que la concentración de cianuro de sodio va aumentando la extracción de oro va mejorando, sin embargo se puede observar que la concentración de amoniaco es más significativa en la extracción de oro.

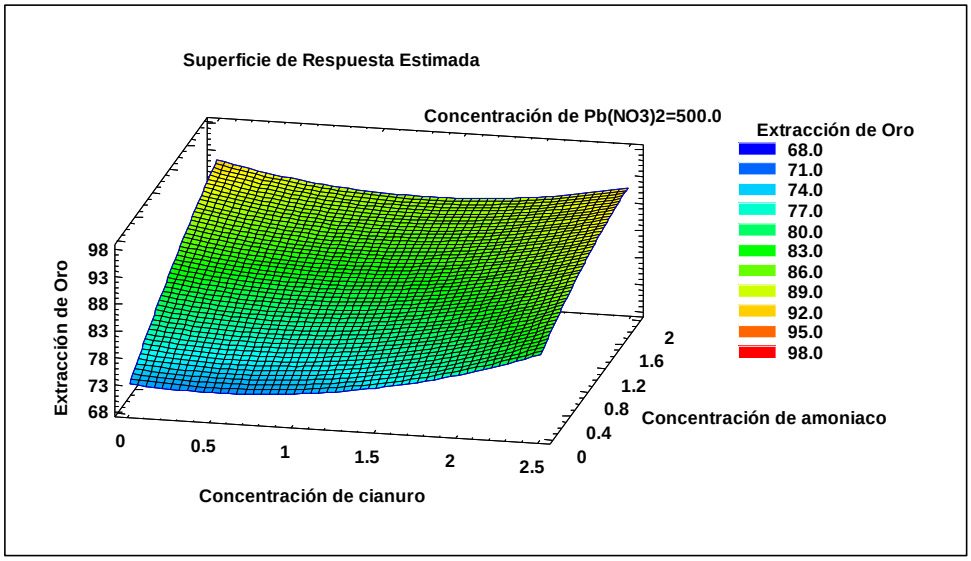



**Figura N° 5.15. Superficie de repuesta estimada para la interacción entre la concentración de cianuro y concentración de amoniaco, manteniendo la concentración de nitrato de plomo en 500 g/TM. Fuente: Statgraphics Centurion.**

La figura N° 5.16 nos muestra la interacción entre la concentración de amoniaco y nitrato de plomo, como se muestra, cuando la concentración de amoniaco es mínima la extracción de oro alcanza sus valores más bajos y a medida que se aumenta la concentración de amoniaco la extracción de oro se ve incrementada. También se observa que la concentración de nitrato de plomo muestra una tendencia lineal de inicio a fin, es decir, se obtienen similares porcentajes de extracción tanto a concentraciones latas como a

concentraciones bajas, demostrando una vez más que esta variable resulta ser insignificante.

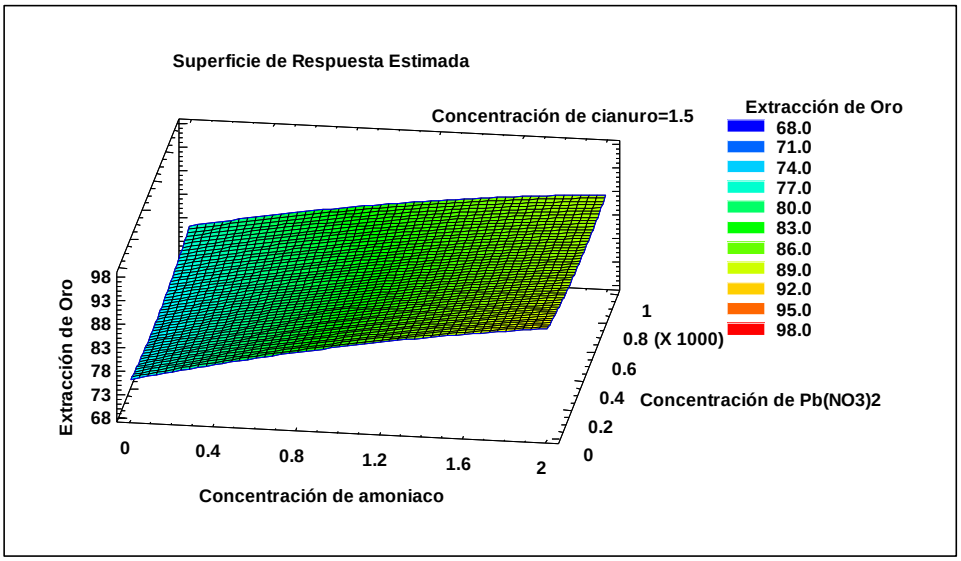



**Figura N° 5.16. Superficie de repuesta estimada para la interacción entre la concentración de amoniaco y concentración de nitrato de plomo, manteniendo la concentración de cianuro en 1.5 g/L. Fuente: Statgraphics Centurion.**

Finalmente con la ayuda de nuestro paquete estadístico y su función optimizar respuesta obtenemos el valor óptimo para la extracción de oro, como se muestra en la tabla N° 5.14 el valor óptimo es de 93.8245 % de extracción de oro, obtenido con una concentración de cianuro de sodio de 2.49182 Kg/TM, concentración de amoniaco de 2.0 Mol/L y 0.00000118144 g/TM de nitrato de plomo.

**Tabla N° 5.14. Combinación de los niveles de los factores, la cual maximiza la extracción de Oro. Fuente: Statgraphics Centurion.**

| *Factor* | *Bajo* | *Alto* | *Óptimo* |
|---|---|---|---|
| Concentración de cianuro (g/L) | 0.5 | 2.5 | 2.49182 |
| Concentración de amoniaco (Mol/L) | 0.0 | 2.0 | 2.0 |
| Concentración de Pb(NO3)2 (g/TM) | 0.0 | 1000.0 | 0.00000118144 |

| *Respuesta* | *Óptimo* |
|---|---|
| Extracción de Oro (%) | 93.8245 |

## CONCLUSIONES

1. Se evaluó la aplicación de la cianuración amoniacal para minerales auríferos con alto contenido de cobre obteniendo mejoras en la extracción de oro y disminución en el consumo de cianuro de sodio. Se obtuvo un máximo de 95.20 % de extracción de oro, con un consumo de 10.11 Kg/TM de cianuro de sodio, esto correspondiendo a un aumento de 11.75% en la extracción de oro y una reducción de 55.62% (12.67 Kg/TM) en el consumo de cianuro de sodio, comparado con el proceso de cianuración convencional.

2. Se demostró la interferencia del alto contenido de cobre presente en el mineral limitando la extracción de oro y generando un alto consumo de cianuro de sodio. Así mismo se observó que esta interferencia se debe a la alta solubilidad de especies de cobre como la covelita y calcosita en soluciones de cianuro, las cuales se disuelven más rápido que el oro.

3. El pre-tratamiento del mineral con amoniaco antes de su lixiviación con solución de cianuro demostró extraer el cobre reactivo presente, permitiendo en la etapa de cianuración posterior altos porcentajes de extracción de oro con un bajo consumo de reactivos. En las pruebas realizadas con 2.5 g/L de cianuro de sodio luego de un pre-tratamiento de 24 horas con 1.0 Mol/L y 2.0 Mol/L de amoniaco se obtuvo 89.78 % y 95.39 % de extracción de oro respectivamente.

4. Se describió el proceso de cianuración amoniacal como un método eficaz para el tratamiento de minerales auríferos con alto contenido de cobre, donde el amoniaco en contacto con el cobre presente permite la formación de complejos amoniacales de cobre, lo cual permite limitar la interferencia entre el cobre y el cianuro libre de la solución, logrando así una lixiviación selectiva del oro.

5. Mediante la caracterización mineralógica del mineral se obtuvo un análisis cuantitativo y cualitativo de las especies minerales presentes en la mena y la ganga. Se determinó la presencia del oro como granos irregulares de electrum con tamaños de aproximadamente 32, 40 y 46µm. Así mismo se observó la ocurrencia de cobre en forma de calcopirita, covelita y calcosita.

6. La revisión teórica de los procesos de cianuración y lixiviación amoniacal permitió la elección de nuestras variables a estudiar en el diseño experimental. Mediante el análisis estadístico de nuestros datos experimentales obtenidos se determinó que la concentración de cianuro de sodio y amoniaco son variables significantes en la

extracción de oro, mientras que la concentración de nitrato de plomo resultó ser estadísticamente insignificante. Se determinó que la extracción óptima de oro es de 93.8245 %, obtenida con una concentración de cianuro de sodio de 2.49182 Kg/TM, concentración de amoniaco de 2.0 Mol/L y 0.00000118144 g/TM de nitrato de plomo.

7. Mediante el análisis estadístico de nuestro diseño experimental se determinó que la concentración de amoniaco es el factor que tiene mayor influencia sobre la extracción de oro. Así como también se observó que el consumo de cianuro de sodio se ve disminuido a medida que aumenta la concentración de amoniaco.

## RECOMENDACIONES

1. Se recomienda realizar un estudio más detallado del sistema de lixiviación amoniaco-cianuro-agua que nos permita definir un modelo cinético que explique la lixiviación selectiva del oro en minerales con alto contenido de cobre.

2. Se recomienda realizar un análisis técnico económico del presente trabajo de investigación, con fines de proyectarlo a escala industrial.

3. Los minerales de oro con alto contenido de cobre no sólo deberían ser llamativos por su contenido de oro, sino también por sus altas leyes de cobre. Por lo tanto se recomienda aplicar el pre-tratamiento con amoniaco como un proceso eficaz para poder recuperar cobre y oro presentes en el mineral.

4. Se recomienda investigar métodos para recuperar cobre desde soluciones amoniacales, como se observó en el presente trabajo, los minerales de cobre son altamente solubles en soluciones de amoniaco.

5. Las actividades metalúrgicas cada día nos presentan nuevos retos y dificultades, por lo tanto, es de vital importancia que la investigación sea un desarrollo constante en la vida profesional de estudiantes, profesores y metalurgistas del día a día.

## BIBLIOGRAFÍA

[1] A. D. BAS, E. KOC, E. Y. YAZICI, H. DEVECI. Treatment of copper-rich gold ore by cyanide leaching, ammonia pretreatment and ammoniacal cyanide leaching. Hydromet - B&PM Group, Division of Mineral & Coal Processing, Department of Mining Engineering, Karadeniz Technical University, Trabzon 61080, Turkey.

[2] MARSDEN J O, HOUSE C I. Chemistry of gold extraction [M]. 2nd ed. Littleton, Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME), 2006: 651.

[3] SCERESINI B. Gold−copper ores / ADAMS A D. Advances in Gold Ore Processing, Developments in Mineral Processing, Vol. 15. Amsterdam, The Netherlands: Elsevier Publishers, 2005: 789−824.

[4] MUIR D M. A review of the selective leaching of gold from oxidized copper–gold ores with ammonia–cyanide and new insights for plant control and operation [J]. Minerals Engineering, 2011, 24: 576−582.

[5] DAI X, SIMONS A, BREUER P. A review of copper cyanide recovery technologies for the cyanidation of copper containing gold ores. Minerals Engineering, 2012, 25 (1): 1−13.

[6] DOMIC, ESTEBAN. Hidrometalurgia, fundamentos, procesos y aplicaciones. Santiago de Chile, 2001.

[7] MISARI, FIDEL. Metalurgia del Oro. Centro de Estudios y Promoción en Ciencias de la Tierra, CEPECT. Perú, 1993.

[8] MUIR D M, LA BROOY S R, FENTON K. Processing copper–gold ores with ammonia or ammonia–cyanide solutions [C]//Proceedings of the World Gold ’91 Conference. Cairns: Australasian Inst. Min. Metall. /SME, Littleton, Co., 1991: 145−150.

[9] FATHI HABASHI. Kinetics and Mechanism of Copper Dissolution in Aqueous Ammonia, Laval University, Quebec City, Canada.

[10] VAHID R, SEYED M, JAVAD K, MOHAMMAD R, MOHAMMAD R T. Ammonia Leaching: A New Approach of Copper Industry in Hydrometallurgical Processes.

[11] B. LU, W. GRAYDON, Rates of solution of copper in aqueous ammonia hydroxide solutions, 1955.

[12] V. RADMER, S.M.J. KOLEINI, M.R. KHALESI, M.R. TAVAKOLI MUHAMMADI. Ammonia leaching in the copper industry: a review.

[13] KONDOS P D, DESCHENES G, MORRISON R M. Process optimization studies in gold cyanidation. Hydrometallurgy, 1995, 39: 235−250.

[14] ORCAR BENAVENTE. Hidrometalurgia I, Universidad Católica del Norte.

[15] LABORATORIO METALÚRGICO CHAPI S.A.C. Curso taller “Lixiviación de minerales de oro, plata y cobre”, 2016.

[16] MEDUSA. Software for chemical equilibrium diagrams. Sweden: Royal Institute of Technology, 2004.

[17] SCERESINI B, STAUNTON W P. Copper/cyanide in the treatment of high copper gold ores [C]//Proceedings of the 5th Extractive Metallurgy Conference. Melbourne: The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 1991: 123−125.

[18] JUAN VARGAS. Metalurgia del Oro y la Plata, Lima, Ed. San Marcos. Tercera Edición, 1990.

[19] UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN. Superficies de respuesta – Statgraphics Centurion.

[20] GEORGE E. BOX, J. HUNTER, WILLIAM G. HUNTER. Estadística para investigadores: Diseño, innovación y descubrimiento. Segunda edición.

[21] HUNT B. Process of precipitating and recovering precious metals from their solutions. US Patent 689.

[22] GERMAN CACERES. Hidrometalurgia y electrometalurgia. Universidad de Atacama, Chile, 2007.

# ANEXO 1
# CONCEPTOS METALÚRGICOS Y MANERA DE DETERMINARLOS

a. **DENSIDAD DE PULPA:**

Es la relación existente entre la masa de pulpa y su volumen correspondiente.

En Plantas concentradoras se emplea una balanza que da lecturas directas de densidades, e incluso porcentajes de sólidos de la pulpa; con este fin se emplea un recipiente destarado de un litro de capacidad. A falta de este dispositivo se puede utilizar una balanza de capacidad apropiada y un recipiente cualquiera de volumen y peso conocido. Se llena el recipiente con pulpa, se pesa y se determina su densidad de la siguiente manera:

- Peso del recipiente vacío = 450 grs.
- Volumen del recipiente = 750 ml.
- Peso del recipiente + pulpa = 1390 grs.
- Peso de pulpa = 1390 –450 = 940 grs.
- Densidad de pulpa = m/v = 940/750 = gr/ml = Kg/lt = TM/m3

b. **PESO ESPECÍFICO O GRAVEDAD ESPECIFICA DE UN MINERAL:**

Puede determinarse por diversos procedimientos, dependiendo de las características del mineral: pero debe tenerse en cuenta que es adimensional y que numéricamente es igual a su densidad si es que consideramos que la densidad del agua es igual a la unidad. De aquí convendremos en que la densidad de un mineral numéricamente es igual a su peso específico.

Debe tenerse en cuenta que el peso específico puede determinarse tanto para el mineral húmedo como para el seco, siendo igual el procedimiento en ambos casos. Debe tenerse cuidado de que la muestra empleada en la determinación sea lo más representativa posible.

b.1. **Primer método para determinar el peso específico:**

Por este método se puede determinar la gravedad específica del mineral seco o húmedo. Se emplea una fiola de 1 lt. De capacidad de cualquier otro volumen. Se

prefiere el de 1 lt. Porque éste posee un cuello de mayor diámetro, lo que permite introducir el mineral con mayor facilidad. Las determinaciones y cálculos son los siguientes:

- Peso de la fiola = 221.5 grs.
- Peso de la fiola + agua = 1219 grs.
- Peso de agua = 1219 – 221.5 = 997.5 grs. (ml)
- Peso de mineral (seco o húmedo según el caso) = 200.0 grs.
- Peso de la fiola + mineral = 441.5 grs. (:)
- Peso de la fiola + mineral + agua = 1338 grs. (::)
- Volumen o peso de agua = (::) – (:) = 896.5 grs. (ml)
- Volumen de mineral = 997.5 – 896.5 = 101.0 mls.
- Peso específico del mineral = 200/101 = 1.98

b.2. **Segundo método para determinar el peso específico:**

Se emplea una probeta graduada y lo que se mide es el volumen del agua que es desplazado por una cantidad determinada de minerales seco o húmedo, según sea el caso. Por ejemplo:

- Peso de mineral = 300 grs.
- Volumen inicial de agua = 300 mls.
- Volumen de la mezcla (después de introducido el mineral al interior de la probeta) = 420 mls.
- Volumen del mineral = 420 – 300/120 = 2.5

b.3. **Tercer método para determinar el peso específico:**

Con este método se puede determinar solamente la gravedad específica del mineral seco. Con este fin se toma un volumen determinado de pulpa de la descarga del molino; se determina su densidad por cualquier método, se filtra empleando un filtro de peso conocido, se somete a secado y se determina el peso delos sólidos secos. Para determinar el peso específico se hacen uso de relaciones matemáticas que posteriormente serán deducidas.

Por ejemplo:

Sea:

W : Peso de un litro de pulpa = 1720 grs.

w : Peso de los sólidos secos contenidos en un litro de pulpa = 970 grs.

K: Constante de sólidos

$$K = \frac{W - 1000}{w} = \frac{1720 - 1000}{970} = 0.742$$

$$pe = \frac{1}{1-k} = \frac{1}{1-0.742} = 3.876 \quad \text{(Del mineral seco)}$$

Hasta ahora se han visto métodos para determinar la gravedad específica de minerales con una granulometría bastante fina, seguidamente se explicará el método para determinar el p.e. de minerales con una granulometría de ½", ¼" o más; mineral grueso.

b.4. **Método para determinar el peso específico de un mineral grueso:**

Este método permite determinar el p.e. de minerales que sólo han sido triturados y en cantidades relativamente grandes, hasta 100 – 200 Kgs., con lo que se obtiene una muestra bien representativa del material.

Se utiliza un recipiente de más de 5 lts. De capacidad (puede ser de 20 – 200 lts.). Este recipiente se cubica primeramente pesándolo vacío y luego con agua, lo que nos da la tara básica.

El recipiente vacío se llena con mineral roto y se pesa teniendo cuidado de llenarlo hasta el borde. Seguidamente se llena de agua el recipiente con mineral, hasta que rebalse, golpeándolo algo para desprender las burbujas que se forman, y se vuelve a pesar.

Restando este nuevo peso el de mineral + recipiente se obtiene el volumen de los espacios vacíos, mejor dicho, se obtiene el peso de agua que llena los vacíos existentes entre los trozos de mineral, que es igual a su volumen. Restando del volumen del recipiente el volumen de los espacios vacíos se obtiene el volumen del mineral, con el cual se obtiene el p.e.

Por ejemplo:

- Volumen del recipiente = 20 lts.
- Peso del recipiente vacío = 10 Kgrs.
- Peso del recipiente + agua = 30 Kgrs.
- Peso del recipiente + mineral = 56 Kgrs.
- Peso del mineral = 56-10 = 46 Kgrs.
- Volumen de los espacios vacíos = 63-56 = 07 Kgrs.

- Volumen del mineral = 20-7 = 13 Lts.
- pe. Del mineral = 46/13 = 3.54

### c. PORCENTAJE DE SÓLIDOS DE UNA PULPA:

Al igual que la densidad y el peso específico, el porcentaje de sólidos tienen gran importancia en cierto tipo de cálculos, de allí que sea necesario determinarlo mediante mediciones directas para tener datos más exactos y reales.

En los circuitos de molienda, clasificación hidráulica y en la flotación, se hace necesario el control del porcentaje de sólidos en la pulpa, porque de ello depende en gran medida la eficiencia de cada uno de ellos.

Se mencionó que existen balanzas especiales que dan lecturas directas de la densidad de pulpa y del porcentaje de sólidos contenido en ella, con tan solo medir un volumen determinado de pulpa y pesarlo. Si no se contase con tales balanzas se debe proceder de la siguiente manera:

#### c.1. Primer método para determinar el porcentaje de los sólidos:

Suponiendo que se quiere determinar el porcentaje de sólidos en la pulpa de rebalse del clasificador se toman varias muestras, se miden sus densidades y se obtiene un promedio. Luego se aplica relaciones matemáticas, que serán deducidas posteriormente que permiten el cálculo del porcentaje de sólidos.

Si:

p.e. del mineral = 2.8

Peso de un litro de pulpa (W) = 1350 grs.

$$K = \frac{pe-1}{pe} = \frac{2.8-1}{2.8} = 0.643 \quad \text{(Constante de sólidos)}$$

$$P = \frac{W-1}{WK} \times 100 = \frac{(1.35-1)100}{1.35 \times 0.643} = 40.32\% \text{ De sólidos}$$

#### c.2. Segundo método para determinar el porcentaje de los sólidos:

En caso de no conocérselas relaciones anteriores, se procede de una forma más directa**.** Se toma un volumen determinado de pulpa, se determina su densidad, se filtra, se seca y pesan los sólidos secos. El 100% corresponde al peso de pulpa y por una relación simple se obtiene el porcentaje, de este peso que corresponde a los sólidos.

Por ejemplo:

- Peso de un volumen determinado de pulpa = 965 grs.
- Peso de los sólidos secos = 463 grs.
- % sólidos = 463/100 = 47.98 %

## d. **RELACIONES DE IMPORTANCIA EMPLEADAS EN EL MANIPULEO DE PULPAS:**

En Minería y en Metalurgia, se denomina pulpa a una mezcla de sólidos, de una granulometría casi uniforme, y agua; que tiene propiedades físicas propias tales como gravedad específica, peso, volumen, densidad, etc.

**Simbología a utilizarse:**

Pe: Peso específico del mineral. Se determina experimentalmente.
Dp: Densidad de pulpa o peso específico de la pulpa. Se determina mediante mediciones directas, experimentalmente.
Ps: Peso de sólidos en la pulpa.
Pl: Peso de líquido (agua) o volumen de líquido (agua) en la pulpa = Dp – Ps.
%Sp: Porcentaje de sólidos, en peso, contenido en la pulpa.
K: Constante de sólidos.
R: Dilución de pulpa. Relación de líquido a sólido.
Vs: Volumen de sólidos en la pulpa.
TMSPD: Toneladas métricas secas por día.
TMSPH: Toneladas métricas secas por hora.
TMSPS: Toneladas métricas secas por segundo.
TCSPD:Toneladas cortas secas por día.
TCSPH:Toneladas cortas secas por hora.
Kpm: Kilogramos por minuto.
Kps.: Kilogramos por segundo.
Lpm: Litros por minuto.
GPM: Galones por minuto.
Q: Caudal de pulpa (m3/seg.) Se determina experimentalmente.
q: Caudal de pulpa (lt/seg.) Se determina experimentalmente.

$$K = \frac{Pe-1}{Pe} = \frac{Dp-1000}{Ps} = \frac{Dp-1}{Ps} \quad (1)$$

NOTA: Cuando se tenga las expresiones siguientes:

Dp –1000..... Dp está expresado en grs./lt.

Dp – 1..... Dp está expresado en Kgrs./lt.

$$R = \frac{Pl}{Ps} = \frac{Dp-Ps}{Ps} = \frac{100-\%Sp}{\%Sp} = \frac{1000-Dp(1-K)}{Dp-1000} = \frac{1-Dp(1-K)}{Dp-1} \quad (2)$$

$$Ps = Vs.Pe = \frac{1000}{(R+1)K} = \frac{Dp-1}{K} = \frac{Dp}{(K+1)} \quad (3)$$

$$\%\mathrm{Sp} = \frac{100\mathrm{Ps}}{\mathrm{Dp}} = \frac{(\mathrm{Dp}-1)100\mathrm{Pe}}{(\mathrm{Pe}-1)\mathrm{Dp}} = \frac{(\mathrm{Dp}-1)100}{\mathrm{K.Dp}} = \frac{100}{\mathrm{R}+1} \quad (4)$$

$$Dp = 1000 + Ps \cdot K = \frac{100Ps}{\%Sp} = \frac{100{,}000}{100-\%Sp \cdot K} \quad (5)$$

Si se conoce las TMSPD (o TCSPD) de mineral que se trata en la Planta, se puede deducir las siguientes relaciones:

Peso de pulpa, sólidos y líquido por minuto:

$$\text{Kpm (sólidos)} = \frac{TMSPD \times 1000}{1440} = 0.69444 TMSPD \text{ (sólidos)} \quad (6)$$

$$\text{Kpm (pulpa)} = \frac{TMSPD \times 1000 \times 100}{1440\%Sp} = \frac{69.444 TMSPD}{\%Sp} \quad (7)$$

$$\text{KpmT (agua)} = \frac{100{,}000 TMSPD}{1440\%Sp} - \frac{1000 TMSPD}{1440} = \frac{1000}{1440} TMSPD \times Rp \quad (8)$$

Volúmenes de pulpa, sólidos y líquido por minuto:

$$\text{Lpm} = \frac{100{,}000 TMSPD}{1440 Pe \cdot \%Sp} = \frac{69.444 TMSPD}{\%Sp \cdot Dp} = 0.69444 TMSPD \left[ R + \frac{1}{Pe} \right] \text{ (pulpa)} \quad (09)$$

$$\text{Lpm} = \frac{1000TMSPD}{1440Pe} - \frac{0.69444TMSPD}{Pe} \quad \text{(sólidos)} \qquad (10)$$

$$\text{Lpm} = \frac{100{,}000TMSPD}{1440\%Sp} - \frac{1000TMSPD}{1440} = \frac{1000}{1440}TMSPD \times Rp \quad \text{(agua)} \qquad (11)$$

Galones de pulpa por minuto:

$$GPM = \frac{100{,}000TMSPD}{3.785 \times 1440Dp \cdot \%Sp} = \frac{18.347277TMSPD}{\%Sp \cdot Dp} \qquad (12)$$

$$GPM = \frac{100{,}000TCSPD}{1440 \times 3.785 \times 1.1033Dp \cdot \%Sp} = \frac{16.64454TCSPD}{\%Sp \cdot Dp} \qquad (13)$$

$$GPM = 0.188473TMSPD\left[R + \frac{1}{Pe}\right] = 0.1664454TCSPD\left[R + \frac{1}{Pe}\right] \qquad (14)$$

Galones de pulpa por minuto:

$$GPM = \frac{440.335TMSPH}{\%Sp \cdot Dp} = 4.40335TMSPH\left[R + \frac{1}{Pe}\right] \qquad (15)$$

$$GPM = \frac{399.469TCSPH}{\%Sp \cdot Dp} = 3.99469TCSPH\left[R + \frac{1}{Pe}\right] \qquad (16)$$

Cálculo de pesos de sólidos y de pulpa:

TMPS = Q.Dp (pulpa) (17)

TMPD = GPM.Dp.%Sp/18.347277 (pulpa) (18)

Kps = q x Dp (pulpa) (19)

TMSPS = Q.Dp. %Sp /100 (sólidos) (20)

TMSPD = 664 x Q.Dp. %Sp = 0.664 x q.Dp. %Sp (sólidos) (21)

**Fuente:** Elaboración propia.

# ANEXO 2

# COMPARATIVO ECONÓMICO ENTRE LA CIANURACIÓN CONVENCIONAL Y LA CIANURACIÓN AMONIACAL

Para efecto de cálculo compararemos nuestras pruebas experimentales realizadas con una concentración de cianuro de 2.5 g/l, concentración a la cual se trabaja en circuito de lixiviación de Minera Laytaruma S.A.

Para nuestra prueba de cianuración convencional con una concentración de 2.5 g/l obtenemos una recuperación de oro de 83.45% y un consumo de cianuro de sodio de 22.78 kg/TM.

Para nuestra prueba de cianuración amoniacal con una concentración de 2.5 g/l obtenemos una recuperación de oro de 95.20% y un consumo de cianuro de sodio de 10.11 kg/TM.

**Datos a utilizar:**

Precio internacional del Oro = 1180.00 $/Oz

Precio Cianuro de Sodio = 3.00 $/kg.

Precio Soda Caustica = 0.40 $/kg.

Precio Amoniaco = 0.80 $/kg.

Dólar = 3.40 S/.

Ley de mineral = 0.50 Oz/TM

**CALCULAMOS:**

Tenemos 1 TM del mineral aurífero que utilizamos para el presente trabajo de investigación y analizaremos cada caso de tratamiento:

## CASO 1: CIANURACIÓN CONVENCIONAL

- Calcularemos la utilidad:

$$Utilidad \ = \ Peso\ Neto\ x\ Ley\ x\ Rec.Metálica\ x\ Precio\ MI$$

$$Utilidad \ = \ 1\,TM \ x \ 0.5\frac{Oz}{TM}\ x\ \frac{83.45\%}{100\%}\ x \ 1180 \ \frac{\$}{Oz}$$

$$Utilidad \ = \ 492.36\,\$$$

- Debido al alto consumo de cianuro de sodio es necesario realizar el descuento respectivo:

$$Descuento\ por\ cianuro \ = Peso\ Neto\ x \ Consumo\ x\ Precio\ del\ Cianuro\ de\ Sodio$$

$$Descuento\ por\ cianuro = 1\,TM\ x\ 22.78\ \frac{kg.}{TM}\ x\ 3.0\frac{\$}{kg.}$$

$$Descuento\ por\ cianuro = 68.34\,\$$$

- Utilidad Final:

$$Utilidad\ Final = \ Utilidad - Descuentos$$

$$Utilidad\ Final = \ 492.36\,\$ - \ 68.345\,\$$$

$$Utilidad\ Final = \ 424.02\,\$$$

$$Utilidad\ Final = \ 1441.65\ S/.$$

## CASO 2: CIANURACIÓN AMONIACAL

- Calcularemos la utilidad:

$$Utilidad \ = \ Peso\ Neto\ x\ Ley\ x\ Rec.Metálica\ x\ Precio\ MI$$

$$Utilidad \ = \ 1\,TM \ x \ 0.5\frac{Oz}{TM}\ x\ \frac{95.20\%}{100\%}\ x \ 1180 \ \frac{\$}{Oz}$$

$$Utilidad \ = \ 561.68\,\$$$

- Debido a que este proceso requiere de otros reactivos calcularemos el costo de los reactivos y procederemos a descontar.

$$Descuento\ por\ cianuro\ = Peso\ Neto\ x\ \ Consumo\ x\ Precio\ del\ Cianuro\ de\ Sodio$$

$$Descuento\ por\ cianuro = 1\ TM\ x\ 10.11\ \frac{kg.}{TM}\ x\ 3.0\frac{\$}{kg.}$$

$$Descuento\ por\ cianuro = 30.33\ \$$$

Para el descuento por amoniaco debemos recordar que para este caso de estudio se utilizó una solución con una concentración de amoniaco de 2 moles por litro. Para el cálculo de solución necesaria para lixiviar 1 TM de mineral tomaremos como referencia un porcentaje de sólidos del 40%:

$$Dilución = \frac{m^3\ Solución}{TM\ mineral} = \frac{(100\% - \%\ Sólidos)}{\%\ Sólidos}$$

$$Dilución = \frac{m^3\ Solución}{TM\ mineral} = \frac{(100\% - 40\%)}{40\%} = 1.5$$

Ahora sabemos que para lixiviar 1 TM de nuestro mineral necesitamos 1.5 metros cúbicos de solución de amoniaco 2 Molar. De acuerdo a esto calculamos el peso de amoniaco necesario:

Peso molecular del amoniaco = 17.031 g/mol.

Una solución 2 M corresponde a 2 moles de amoniaco por litro de solución, sabiendo que 1 mol pesa 17 gramos tenemos que por cada litro de solución se necesitan 34 gramos de amoniaco. Para nuestros 1500 litros de solución necesitaríamos 51 kilogramos de amoniaco.

$$Descuento\ por\ amoniaco\ = Peso\ Neto\ x\ \ Consumo\ x\ Precio\ del\ Amoniaco$$

$$Descuento\ por\ amoniaco\ = 1\ TM\ x\ \ 51\ \frac{kg.}{TM}\ x\ 0.8\ \frac{\$}{kg.}$$

$$Descuento\ por\ amoniaco\ = 40.80\ \$$$

- Utilidad Final:

$$Utilidad\ Final = \ Utilidad - Descuentos$$

$$Utilidad\ Final = \ 561.68\ \$ - 30.33\ \$ - 40.80\ \$$$

$$Utilidad\ Final = \ 490.55\ \$$$

$$Utilidad\ Final = \ 1667.87\ S/.$$

NOTA: Es importante señalar que la utilidad calculada es por tonelada de mineral procesado. Los costos de producción tales como consumo de energía, mano de obra, depreciación de equipos, etc. Son iguales para ambos casos. Los datos obtenidos son referenciales y están sujetos a la variación de precios tanto de los reactivos utilizados como de los productos obtenidos.

**Fuente**: Elaboración propia.

# ANEXO 3

# IMPACTOS DEL CIANURO DE SODIO Y DEL AMONIACO SOBRE LA SALUD Y EL MEDIO AMBIENTE

## 1. CIANURO DE SODIO

### 1.1. Toxicidad en Seres Humanos

- El cianuro es una sustancia química, potencialmente letal, que actúa rápidamente en cuestión de minutos y puede existir de varias formas.

- Los seres humanos pueden estar expuestos al cianuro mediante inhalación, ingestión o absorción a través de la piel.

- El cianuro puede ser un gas incoloro como el cianuro de hidrógeno (HCN), o estar en forma de cristales como el cianuro de sodio (NaCN), calcio (Ca(CN)2) o de potasio (KCN).

- El cianuro se describe con un olor a “almendras amargas”, pero no siempre emana un olor y no todas las personas pueden detectarlo.

### 1.2. ¿Cómo actúa el cianuro?

Dentro del cuerpo, el cianuro impide a las células utilizar el oxígeno del aire, lo cual causa hipoxia de los tejidos y la “cianosis”, caracterizada por la decoloración azulada de la piel. El colapso del sistema respiratorio deja de nutrir a las células con oxígeno, resultando en una respiración rápida y profunda, seguida por convulsiones, pérdida del conocimiento y asfixia (CDC 2006). La forma más tóxica del cianuro es el ácido cianhídrico (HCN) gaseoso. El límite de umbral tope de HCN en el lugar de trabajo fue establecido por La Conferencia Norteamericana de Higienistas Industriales Gubernamentales (ACGIH) en 4.7 ppm (ACGIH 1998). En concentraciones de 20 a 40 ppm de HCN en el aire, se puede observar cierto malestar respiratorio después de

varias horas. La muerte ocurre en pocos minutos con concentraciones de HCN por encima de aproximadamente 250 ppm en el aire.

Para el cianuro de potasio o de sodio, la dosis letal en humanos por ingestión o inhalación varía entre 0,050 y 0,2 gramos de cianuro (correspondiendo a unos 2 a 5 granos de arroz).

En resumen, se puede concluir que:

- El envenenamiento causado por cianuro depende de la cantidad de cianuro al que ha estado expuesto la persona, la forma de exposición y la duración de la misma.
- Respirar el gas de cianuro es lo que causa mayor daño.
- El gas de cianuro es más peligroso en lugares cerrados porque el gas queda atrapado al interior de los mismos.
- El gas de cianuro se evapora y dispersa rápidamente en espacios abiertos haciendo que sea menos dañino al aire libre.
- El gas de cianuro es menos denso que el aire y por esta razón tiende a elevarse.
- El cianuro evita que las células del cuerpo reciban oxígeno. Cuando esto ocurre, las células mueren.
- El cianuro es más dañino al corazón y al cerebro que a otros órganos, porque el corazón y el cerebro utilizan bastante oxígeno.

### 1.3. Ecotoxicidad de Cianuro

El impacto más importante del cianuro en el medio ambiente es la contaminación de aguas superficiales y subterráneas. Debido a su gran solubilidad en agua, la migración de cianuro en medios como el subsuelo y agua subterránea es muy rápida en comparación con muchos otros contaminantes. Entonces no es una sorpresa que la fauna acuática y otros animales como aves, mamíferos o reptiles que tengan contacto con agua contaminada por cianuro son los más afectados. De hecho, los peces son mucho más sensibles al cianuro que los seres humanos (Eisler 1991). Peces jóvenes de agua fría, como las truchas, parecen ser una de las especies acuáticas más

sensibles al cianuro (Logsdon et al. 2001). Los insectos acuáticos generalmente son menos sensibles a la sustancia (Eisler 1991).

Entre los animales no acuáticos más afectados están las aves migratorias que pasan a través de regiones áridas y toman el agua de estanques abiertos con agua conteniendo cianuro.

Particularmente para pozos pequeños de lixiviación, la cobertura con redes de plástico es una buena opción para evitar la muerte de aves y otros animales (Eisler 1991). La colocación de redes en depósitos de relaves de gran escala está limitada por el peso de las redes, especialmente cuando se acumula nieve o hielo en climas fríos y debidos a que los animales silvestres quedan atrapados accidentalmente en ellas. Otra opción son por ejemplo pelotas plásticas u otros dispositivos flotantes para cubrir toda la superficie de los pequeños estanques de procesamiento.

Este último método también ayuda a reducir la pérdida de cianuro libre debido a la volatilización.

El acceso de otros animales que pueden llegar al agua tóxico en estanques abiertos puede ser controlado usando bermas y vallas, paredes, plataformas de concreto, etc.

El impacto de cianuro al crecimiento de plantas generalmente es mínimo. Sin embargo, existen estudios donde se mostró que concentraciones elevadas pueden impedir la respiración de plantas grandes, y llevarlas a la muerte. Además, varias plantas pueden acumular cianuro en diferentes formas químicas durante largos periodos (Eisler 1991).

## 1.4. Típicos Impactos Ambientales causados por Cianuro

Una planta hidrometalúrgica, independiente de su tamaño, tiene un gran potencial de contaminar el medio ambiente por la emisión no controlada de cianuro, metales pesados, arsénico, sulfuros y otros contaminantes resultantes de la degradación gradual del cianuro.

En síntesis, el cianuro descargado al medio ambiente proviene de:

- Purgas periódicas para mantener la calidad de la solución de lixiviación

- Filtraciones desde las canchas de relaves y estanques de almacenamiento de soluciones con cianuro (pozas de solución gastada, pozas de solución rica, etc.)

- Purgas en el rebose de la cancha de relaves para controlar el balance total del agua del sistema

- Rebalse y colapso de pozos con soluciones de cianuro.

Entre los impactos ambientales más importantes causados por el uso de la cianuración en la pequeña minería se encuentran los siguientes:

- Contaminación de suelos, aguas subterráneas y aguas superficiales por el almacenamiento inadecuado de las colas de lixiviación, contaminadas con cianuro, sulfuros y metales pesados con arsénico.

- Contaminación de suelos, aguas subterráneas y aguas superficiales por la descarga de efluentes contaminados con cianuro y metales pesados sin control (por ejemplo de soluciones cansadas de cianuro).

- Contaminación ambiental por el inadecuado transporte, almacenamiento, manejo y disposición final de material impactado con cianuro y otras sustancias peligrosas.

- Intoxicaciones de la fauna silvestre y de ganado por falta de control de acceso a estanques con solución de cianuro.

- Contaminación del aire por la emisión de ácido cianhídrico y de polvo.

- Liberación de sustancias tóxicas luego del cierre.

Otros impactos ambientales típicos de la PM y MA, incluyendo la devastación del paisaje, contaminación de aguas superficiales por efluentes domésticas y mal manejo de residuos sólidos son discutidos en forma genérica en el documento Buenas Prácticas de Gestión Ambiental para la pequeña minería y minería artesanal.

Debido al potencial impacto de una planta hidrometalúrgica, la selección adecuada del lugar para la instalación de las pozas de extracción, embalse de relaves, etc. no puede

estar garantizada sin un estudio que considere los factores geológicos, geotécnicos, hidrológicos y geoquímicos por medio de un especialista en el campo.

## 2. AMONIACO

### 2.1. Efectos del amoniaco sobre la salud

Siempre se debe tener en cuenta que todas las personas se encuentran expuestas a pequeñas cantidades de Amoniaco en la vida diaria, pero este nivel no afecta en mayor grado ni la salud humana ni la estabilidad del medio ambiente. Posee un olor tan irritante que las personas pueden detectarlo antes que pueda causar daños graves.

El Amoniaco es una sustancia altamente irritante para las mucosas. En forma líquida causa quemaduras en la piel y los ojos al contacto. Es también una sustancia venenosa y puede ser fatal por inhalación en grandes cantidades.

Por lo general respirar Amoniaco en concentraciones altas pero no letales puede causar laringitis, dificultad para respirar, sensación de ahogo y dolor en el pecho. También a partir de la inhalación puede generarse edema pulmonar y neumonía.

Por respiración de Amoniaco en áreas de concentraciones altas, el Amoniaco puede generar segregación de flemas espumosas de color rosado, convulsiones y coma.

El contacto con los ojos produce irritación, dolor, conjuntivitis (ojos rojos e inflamados), lagrimación y erosión corneal. También es posible la pérdida de la visión en situaciones extremas de concentración o en salpicaduras de soluciones acuosas concentradas o gas licuado.

El Amoniaco posee un olor muy fuerte y se puede detectar en concentraciones de hasta 50 ppm en el aire, a partir de las cuales se siente fuerte irritación del tracto respiratorio superior; aunque el nivel de tolerancia de los individuos expuestos continuamente a esta sustancia puede aumentar y no presentarse estos efectos hasta concentraciones un poco más altas. Su alto olor a concentraciones no nocivas hace que su detección sea rápida y da una alarma previa a concentraciones atmosféricas que puedan llegar a ser nocivas.

El Amoniaco Anhidro es más liviano que el aire y por eso tiende a subir en la atmósfera pero los vapores del Amoniaco líquido son inicialmente más pesados y se pueden extender a todo lo ancho del suelo, de tal forma que se pueden producir casos de asfixia y efectos de inhalación en lugares cerrados o pobremente ventilados. Los niños expuestos a iguales niveles de Amoniaco pueden resultar más afectados que los adultos a causa de su alta relación de superficie pulmonar y corporal y de su alto metabolismo representado por respiración más frecuente.

Inicialmente el Amoniaco que se respira del aire se disuelve totalmente en las mucosas, pero de la totalidad del Amoniaco que ingresa, cerca del 80% es devuelto de nuevo a la atmósfera por esta misma ruta. El Amoniaco inhalado puede ingresar directamente a las vías circulatorias. El Amoniaco adsorbido se excreta a través de los riñones en la orina como urea y por el sudor en forma de compuestos de Amonio.

La extensión del daño causado por respiración del Amoniaco depende de la duración de la exposición, la concentración del gas y la profundidad de la inhalación.

## 2.2. Comportamiento del amoniaco en el ambiente

El Amoniaco es una sustancia de presencia común en el medio ambiente y se puede encontrar en el suelo, el agua y el aire. El Amoniaco se recicla de forma natural en el medio ambiente como uno de los pasos del ciclo del Nitrógeno. A causa de su reactividad, esta sustancia no dura mucho en su forma pura.

El Amoniaco atmosférico puede sufrir cuatro tipos de reacciones:

- Reacciones en fase acuosa: La oxidación del Óxido de Azufre acuoso en presencia de Amoniaco genera la formación de aerosoles de sulfato de Amonio atmosféricos. Este proceso se favorece por la presencia de alta humedad, altas concentraciones de Amoniaco y bajas temperaturas.

- Reacciones térmicas: Incluyen la interacción de Amoniaco Anhidro con Dióxido de Azufre gaseoso para generar de nuevo aerosoles de sulfato de Amonio. Cuando la interacción se da con Ozono, se genera nitrato de Amonio en aerosol.

- Reacciones fotoquímicas: Se produce una degradación fotolítica y una reacción posterior con radicales hidroxilo (OH-) fotolíticamente generados en la troposfera.

- Reacciones heterogéneas: Se generan varios complejos de Amonio por la interacción de Amoniaco gaseoso con superficies que contienen Óxidos de Nitrógeno.

### 2.2.1. Suelo

El suelo obtiene el Amoniaco a partir de fertilización natural o artificial, por excretas animales, descomposición de materia orgánica o por fijación a partir de la atmósfera. Las concentraciones normales en el suelo se encuentran entre 1 y 5 ppm. Estas concentraciones pueden ser mayores en suelos abonados con compuestos de Amoniaco empleados para fines agrícolas; la cantidad de Amoniaco en ese suelo disminuye a niveles bajos en el plazo de algunos días por causa de volatilización y de absorción por plantas y bacterias.

Cuando se libera Amoniaco en el suelo, la transformación de este puede ocurrir por vía de plantas o de microorganismos. En el caso de los microorganismos, éstos desempeñan cuatro procesos en el ciclo del Nitrógeno que resultan en la transformación y producción de Amoniaco: fijación de Nitrógeno, nitrificación, denitrificación y amonificación.

En la fijación de Nitrógeno, éste es convertido a Amoniaco. La denitrificación los Óxidos de Nitrógeno se reducen en condiciones anaerobias a Nitrógeno molecular ($N_2$) y Óxido Nitroso ($N_2O$). La nitrificación es la oxidación biológica de Nitrógeno amoniacal hasta nitrato. La amonificación es la conversión del Nitrógeno orgánico a Amoniaco. Las plantas toman al Amoniaco del suelo y lo asimilan como nutriente transformándolo en compuestos orgánicos nitrogenados. No obstante, concentraciones muy elevadas de Amoniaco en el suelo pueden llegar a convertirse en factores de toxicidad para las plantas, microorganismos y otras especias.

### 2.2.2. Aire

Normalmente el Amoniaco está presente en el aire en concentraciones que dependen del área de análisis. En zonas urbanas la concentración de Amoniaco puede estar entre 5 y 25 mg/m3; en áreas rurales la concentración puede ir entre 2 y 6 µg/m3; para zonas con alto uso de abonos la concentración puede ser tan grande como 200

µg/m3. Las concentraciones aumentan a causa de volatilización de Amoniaco del suelo o de fuentes de agua en áreas donde se aplica como fertilizante. Este fenómeno es más marcado en áreas de pH altos y temperaturas elevadas.

El Amoniaco liberado en el aire en forma de vapores y gases reacciona con sustancias ácidas del ambiente (Ácido sulfúrico, clorhídrico o Nítrico) para producir aerosoles amoniacales, los que pueden sufrir deposición por vía seca o vía húmeda. La deposición de Amoniaco por vía seca predomina en áreas de alto contenido de Amoniaco, mientras que la vía de deposición húmeda se da con más frecuencia para zonas con bajas concentraciones de Amoniaco. Además de las reacciones con sustancias ácidas, o, como paso intermedio en estas reacciones, el Amoniaco se lava del aire rápidamente con ayuda de las lluvias gracias a su alta compatibilidad en este solvente. Por causa de estos mecanismos de transformación del Amoniaco en el aire, su vida media puede ser de algunos días dependiendo si la zona de liberación es industrializada o si se trata de zonas rurales, la vida media puede durar algún tiempo más.

### 2.2.3. Agua

El Amoniaco se puede liberar en el agua a través de efluentes de plantas industriales, derrames en líneas de agua y filtración en el suelo desde campos fertilizados con compuestos amoniacales. Los niveles de Amoniaco normales en el agua están alrededor de 6 ppm pero de nuevo este valor puede variar dependiendo el lugar específico de medida; para el caso de campos altamente abonados la concentración puede llegar a 12 ppm.

La transformación del Amoniaco en el agua ocurre por procesos microbiológicos de nitrificación y denitrificación, los cuales generan compuestos iónicos de Nitrógeno y a partir de ellos se regenera Nitrógeno elemental. La remoción de los compuestos iónicos anteriores puede darse por adsorción de la sustancia en sedimentos o material orgánico suspendido y por absorción hacia plantas acuáticas.

**Fuente:** Buenas Prácticas de Gestión Ambiental para Plantas Hidrometalúrgicas de la pequeña minería y minería artesanal que utilizan Cianuro. Autoridad Regional Ambiental de Arequipa. 2014.