

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académica Profesional de Ingeniería Metalúrgica

**LIXIVIACIÓN DE RELAVES OXIDADOS DE COBRE Y
ORO DE LA MINERA MANUELA ITE -TACNA**

TESIS

PRESENTADA POR:

BACH. ROBERTO CARLOS COILA RAMIREZ

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO METALURGISTA

TACNA – PERÚ

2012

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN - TACNA

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA
METALÚRGICA

**LIXIVIACIÓN DE RELAVES OXIDADOS DE COBRE Y ORO
DE LA MINERA MANUELA ITE -TACNA**

Trabajo Monográfico para Título Profesional sustentado y aprobado el
23 de diciembre del 2011, estando integrado el Jurado Calificador por:

PRESIDENTE



Mgr. Carlos Liborio Gutiérrez Delgado

SECRETARIO



Mgr. Raúl Del Pozo Tello

MIEMBRO



Ing. Tolomeo Raúl Soto Pérez

“Al amor de mi vida
y a mis hijos Carla, Rodrigo y
Adriana”

CONTENIDO

	Pag.
RESUMEN	
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I: GENERALIDADES	
1.1 ANTECEDENTES	3
1.2 JUSTIFICACIÓN	4
1.3 OBJETIVOS	5
1.4 HIPÓTESIS	5
CAPÍTULO II: FUNDAMENTO TEÓRICO	
2.1 MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN	6
2.1.1 Lixiviation in place - in situ	6
2.1.2 Lixiviación en bateas	9
2.1.3 Lixiviación en botaderos	10
2.1.4 Lixiviación en pilas	12
2.2 FUNDAMENTO DE LA HIDROMETALURGIA DEL COBRE	15
2.2.1 Fundamento de lixiviación	15
2.2.2 Etapas de la lixiviación	18
2.2.3 Lixiviación de minerales de cobre	19
2.2.4 Selección de agentes lixiviantes	20
2.2.5 Aplicación de la solución lixiviante	27
2.2.6 Preparación del sólido	28

2.2.7 Preparación del mineral	29
2.3 FUNDAMENTO DE LA CIANURACIÓN	32
2.3.1 Principios básicos del oro	32
2.3.1.1 El oro	32
2.3.1.2 Propiedades físicas y químicas	32
2.3.1.3 Mineralurgia	34
2.3.1.4 Tipos de yacimiento	34
2.3.1.5 Tipos de yacimientos minerales de oro	36
2.3.1.6 Oper. y procesos metalúrgicos para recuperar el oro	37
2.3.2 Proceso de cianuración convencional	38
2.3.2.1 Termodinámica de la cianuración	38
2.3.2.2 Mecanismo electroquímico	40
2.3.2.3 Cinética de disolución del Oro	41
2.3.2.4 Efectos aceleradores y retardadores	41
2.3.2.5 El cianuro	45
2.3.3 Métodos de cianuración	50

CAPÍTULO III: METODOLOGÍA Y PLANIFICACIÓN DE LAS PRUEBAS

3.1 METODOLOGÍA	58
3.1.1 Muestreo	58
3.1.2 Caracterización de las muestras de relaves	60
3.1.3 Pruebas metalúrgicas	60
3.1.3.1 Pruebas de lixiviación ácida	61
3.1.3.2 Pruebas de cianuración	71

CAPÍTULO IV: ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS

4.1 Pruebas de lixiviación ácida	76
4.1.1 Consumo de ácido sulfúrico	76
4.1.2 Lixiviación en botella	78
4.2 Pruebas de cianuración	79
4.2.1 Consumo de cianuro de sodio	79
4.2.2 Cianuración en botella	80
CONCLUSIONES	82
RECOMENDACIONES	83
REFERENCIA BIBLIOGRAFICA	84
ANEXOS	

RESUMEN

El presente trabajo analiza el tratamiento adecuado para la recuperación de oro a partir de relaves o rípios con contenido Au-Cu que contienen alto contenido de cobre. Las pruebas experimentales aplicadas en el pre-tratamiento o lixiviación ácida y posterior cianuración buscan encontrar un proceso que permita la separación adecuada del cobre y otras especies del oro, considerando además que tenga alta rentabilidad técnica y económica. Las pruebas exploratorias que se muestran nos indican la factibilidad del proceso adecuado para los relaves investigados.

Se determinó el consumo máximo de ácido que consume los relaves de 77 kg ácido/ton relave, la velocidad de disolución de cobre máxima es a las 24 horas, con una recuperación del 92%. Así mismo se determinó el consumo de cianuro con pre-tratamiento de los rípios que fue de 2,51 kg cianuro/ton relave, con una velocidad de disolución oro máxima que ocurre a las 72 horas, con el 92% de recuperación.

Palabras claves: procesos metalúrgicos, relaves o rípios, lixiviación ácida, cianuración.

INTRODUCCIÓN

El alto grado de cobre en los relaves que contienen Au-Cu de la mina Manuela de la Bahía Ite (Tacna) restringe el uso directo del proceso clásico de la cianuración. Los minerales del óxido de cobre y sulfuros reaccionan con los cianuros en la solución, causando el elevado consumo reactivo en la lixiviación, levantando costes de elaboración y disminuyendo la recuperación del oro. Según estudios, una solución factible sería pre tratar los relaves para retirar los minerales de cobre antes de la cianuración. La meta de este trabajo experimental es estudiar las condiciones para disolver el cobre de los relaves que son producto del concentrador Nelson, los cuales contiene cantidades apreciables de oro.

Históricamente, la presencia de minerales de cobre solubles en cianuro se ha considerado una desventaja económica en la evaluación de proyectos de oro que emplean lixiviación por cianuro. Muchos de estos proyectos han quedado en suspenso, y operaciones existentes se han clausurado debido a la reducción de las tasas de recuperación de oro y al aumento de consumo de cianuro a niveles que hacen que la operación no sea económica. El proceso BioteQ Environmental Technologies combina su proceso Biosulphide, comercialmente probado, con la nueva tecnología

SART para superar este problema económico. La implementación de las tecnologías combinadas puede llevar a la reevaluación positiva de proyectos de oro-cobre, en nuestro caso combinaremos el proceso de lixiviación ácida y básico, disolviendo el cobre para luego pasar a tratar el oro.

El objetivo del presente estudio de investigación nos permite demostrar la reducción de consumo de cianuro aplicando un pretratamiento ácido antes de lixiviar el oro, así obtener la más alta recuperación considerando la lixiviación cobre antes de disolver el oro del mineral.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1 ANTECEDENTES

Las nuevas ocurrencias de los minerales de cobre-oro complejo se han encontrado recientemente en que el oro se asocia a los altos grados de minerales de cobre. El proceso convencional de la cianuración involucra la disolución del cobre en soluciones del cianuro de sodio, lo que aumenta el consumo del cianuro en la lixiviación. Este hecho justifica esfuerzos en la investigación en las rutas tecnológicas innovadoras para desarrollar un proceso factible y económico, capaces de maximizar la recuperación de los metales y del cianuro. Una de las alternativas implica una etapa del tratamiento previo para extraer los minerales de cobre antes de la etapa de la cianuración. El lixiviado en ácido sulfúrico fue estudiado a través del uso de un acercamiento estadístico, para determinar las condiciones experimentales óptimas para alcanzar la disolución de cobre máxima para el mineral de cobre-oro de Igarape Bahía (Mendes, 1999). El

residuo, después de haber tratado con ácido sulfúrico, presentó 1,76g/t del oro y 0,52% de cobre.

1.2 JUSTIFICACIÓN

Partiendo de distintos referentes, se concluye en la necesidad de impulsar una Planta de Lixiviación que pueda tratar relaves o minerales que contengan cobre y oro en la zona sur del país. El presente proyecto contribuye a tal impulso.

Justificación Técnica

En el Perú se ha dejado muchos minerales y relaves o rípios que contiene oro con contenidos apreciables de cobre que son altamente rentables. Tradicionalmente son acumulados como desmonte o material que es dejado en la veta.

El reto para este proyecto consiste en conocer a profundidad el tratamiento de estos relaves y las variables de proceso.

1.3 OBJETIVOS

Objetivo general

- El objetivo de este trabajo es evaluar el pre tratamiento de los relaves y describir el proceso adecuado para la lixiviación de relaves de oro-cobre producto del Centrador Falcón.

Objetivos específicos

- Determinar el consumo de ácido para el pre tratamiento de ripios.
- Estudio de la cinética de lixiviación de la disolución del cobre.
- Determinar el consumo de cianuro de los ripios.
- Determinar la velocidad de disolución del oro y la recuperación.

1.4 HIPÓTESIS

El consumo de cianuro se disminuirá con la aplicación de un pre tratamiento de los relaves.

CAPÍTULO II

FUNDAMENTO TEÓRICO

2.1 MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN

2.1.1 Lixiviación in place - in situ

La lixiviación IN PLACE se refiere a la lixiviación de residuos fragmentados dejados en minas abandonadas.

La lixiviación IN SITU se refiere a la aplicación de soluciones directamente a un cuerpo mineralizado.

Dependiendo de la zona a lixiviar, que puede ser subterránea o superficial, se distinguen tres tipos de lixiviación in situ:

Tipo I: Se trata de la lixiviación de cuerpos mineralizados fracturados situados cerca de la superficie, sobre el nivel de las

aguas subterráneas. Puede aplicarse a minas en desuso, en que se haya utilizado el "block caving", o que se hayan fracturado hidráulicamente o con explosivos (IN PLACE LEACHING).

Tipo II: Son lixiviaciones IN SITU aplicadas a yacimientos situados a cierta profundidad bajo el nivel de aguas subterránea, pero a menos de 300 - 500 m de profundidad. Estos depósitos se fracturan en el lugar y las soluciones se inyectan y se extraen por bombeo.

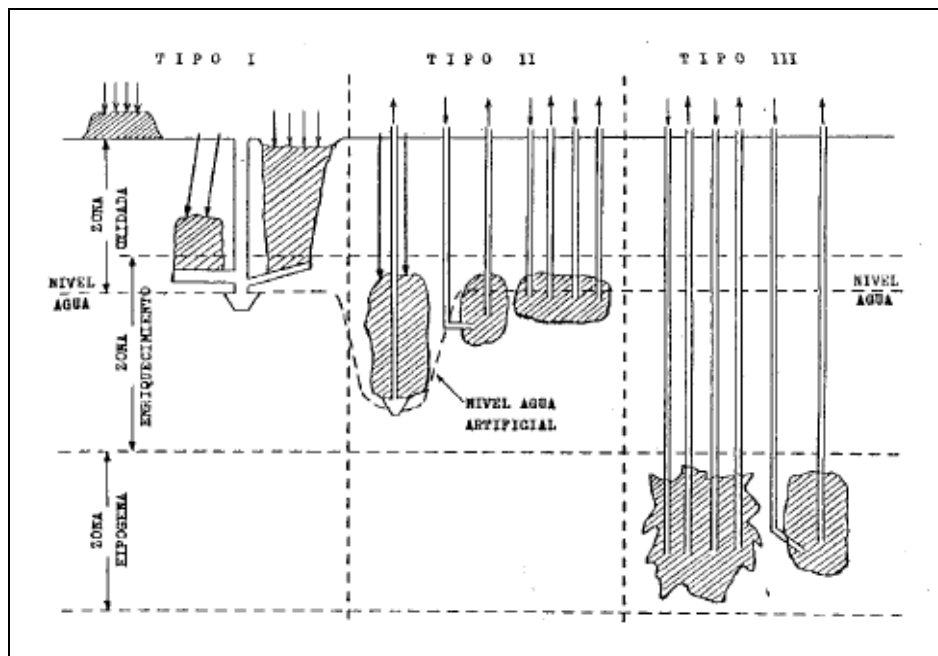
Tipo III: Se aplica a depósitos profundos, situados a más de 500 m bajo el nivel de aguas subterráneas.

- Transporte de material a la planta y desechos finales
- Construcción de la planta de lixiviación
- Comparación gastos y desventajas.
- Facturación del yacimiento, para facilitar el contacto de la fase acuosa lixivante con el mineral o incrementar la permeabilidad del lecho.

- Estudio geológico de la génesis, hidrología, enriquecimiento secundario y zona alteración, permeabilidad del fondo y costados de la zona a lixiviar.
- Construcción sistema aplicación de soluciones y de recolección.

Lixiviación in situ

- Ahorros del proceso de lixiviación in situ:
- Extracción de las minas del yacimiento



Fuente: Misari F.D. Metalurgia del Oro

Figura n.º 1. Lixiviación en In Situ

2.1.2 Lixiviación en bateas

Esta técnica consiste en contactar un lecho de mineral con una solución acuosa que percola e inunda la batea o estanque.

Los minerales a tratar por este método deben presentar contenidos metálicos altos o muy altos, debiendo ser posible lixiviar el mineral en un período razonable (3 a 14 días) y en trozos de tamaño medio con tonelajes suficientes de mineral percolable en el yacimiento que permitan amortizar la mayor inversión inicial que requiere este tipo de proceso.



Fuente: Minera Maria Elena, Antofagasta, Chile.

Figura n.º 2. Lixiviación en bateas

Ventajas y desventajas:

- Operación flexible
- Soluciones ricas de alta concentración
- Presenta alta eficiencia de lavado
- Requiere menor volumen de agua que la agitación por TM de mena
- Existencias de reacciones laterales no deseables
- Mayores dificultades de automatización
- Costos apreciables de manejos de mena y ripios
- Mayor mano de obra para mantención, reparación e inspecciones
- Requiere de mayor superficie e infraestructura

2.1.3 Lixiviación en botaderos

Esta técnica consiste en lixiviar lastres, desmontes o sobrecarga de minas de tajo abierto, los que debido a sus bajas leyes (por ej. $< 0,4\%$ Cu) no pueden ser tratados por métodos convencionales. Este material, generalmente al tamaño "run of mine" es depositado sobre superficies poco permeables y las soluciones percolan a través del lecho por gravedad.

Normalmente, son de grandes dimensiones, se requiere de poca inversión y es económico de operar, pero la recuperación es baja (por ej. 40-60 % Cu) y necesita tiempos excesivos para extraer todo el metal.



Fuente. Compañía Minera Cerro Negro Bolivia.

Figura n.º 3. Lixiviación en botaderos

Lixiviación en botaderos: es el tratamiento de minerales de bajas leyes, conocidos como "estéril mineralizado" y/o rípios de lixiviación.

Normalmente la lixiviación en botaderos es una operación de bajo rendimiento (pero también de bajo costo). Entre las diferentes razones para ello se puede mencionar:

- Gran tamaño de algunas rocas (> 1 m).
- Baja penetración de aire al interior del botadero.
Compactación de la superficie por empleo de maquinaria pesada.
- Baja permeabilidad del lecho y formación de precipitados.
- Excesiva canalización de la solución favorecida por la heterogeneidad de tamaños del material en el botadero.

2.1.4 Lixiviación en pilas

Se basa en la percolación de la solución lixivante a través de un mineral chancado y apilado, el que está formando una pila sobre un terreno previamente impermeabilizado. La pila se riega por aspersión o goteo. Se aplica a minerales de alta ley debido a los costos de operación y transporte.

Existen dos tipos de pila según su operación.

- Pila permanente (capas múltiples)
- Pila renovable o reutilizable

Las pilas renovables y permanentes pueden adoptar la configuración de:

- Pila unitaria: todo el material depositado pasa por todas las etapas del ciclo de lixiviación, permitiendo una operación más simple y flexible.
- Pila dinámica: coexisten materiales que están en diversas etapas del ciclo de tratamiento.



Fuente: Aruntani SAC

Figura n.º 4. Lixiviación en pilas

CONSTRUCCIÓN DE LAS PILAS

El diseño de las pilas debe tener en cuenta los siguientes factores:

- La calidad del patio o base de apoyo (impermeable)

- Las facilidades de riego y recolección o drenaje del efluente.
- La estabilidad de la pila seca y saturada en agua
- Los tanques (piscinas) de soluciones ricas y pobres.
- La forma de apilamiento o deposición del material lixiviable (Compactación, homogeneidad, etc.)

El sistema consiste en:

- Una base firme y consolidada, debidamente preparada
- Una capa de lecho granular sobre el que apoyar suavemente la lámina
- La lámina o capa de impermeabilización
- Un conjunto de drenaje o capa de recolección de líquidos
- Una capa protectora del sistema

Generalmente, las membranas o láminas de impermeabilización del patio son geomembranas de origen sintético (láminas de plástico: polietileno de alta densidad o PVC de 1 a 1,5 mm o polietileno de baja densidad de 0,2 a 0,3 mm de espesor), pero también pueden ser materiales arcillosos compactados sobre el propio terreno, hormigón, asfalto, etc.. Se pueden disponer de membranas o sellados simples, dobles o

triples, de acuerdo con el número de capas impermeables o membranas que se hayan utilizado.

2.2 FUNDAMENTO DE LA HIDROMETALURGIA DEL COBRE

2.2.1 Fundamento de lixiviación

La lixiviación es un proceso hidrometalúrgico que permite obtener el cobre de los minerales oxidados que lo contienen, aplicando una disolución de ácido sulfúrico y agua. Este proceso se basa en que los minerales oxidados son sensibles al ataque de soluciones ácidas.

Para realizar el proceso de lixiviación se requiere disponer de un patio, o superficie de apoyo de la pila, en la que se coloca la impermeabilización. Cuando el patio es recuperado para reutilizarlo con nuevo material se trata de lixiviación en depósitos. Si el patio no es recuperado y el mineral agotado queda en la pila como vertedero que se restaura, se trata de lixiviación en pilas.

Una vez preparado el mineral, se coloca en montones de sección trapezoidal y altura calculada (pilas) para proceder a su riego con una solución preparada. Tras percolar la solución a través de toda la pila, se recolectan los líquidos enriquecidos que se llevan a la planta de proceso de recuperación de la sustancia mineral (sal o metal).

Para la lixiviación en pilas se requiere de ciertos elementos, condiciones y consideraciones tales como:

- Disponer de amplias superficies de terreno, relativamente llanas, con menos de 10% de pendiente.
- Calcular los flujos de aporte y evaporación para mantener un balance equilibrado de líquidos efluentes.
- Disponer de represas de líquidos intermedios y finales.
- Considerar un margen de sobrecapacidad del sistema para absorber situaciones de exceso por tormentas y lluvias en el área en explotación o explotada.
- Capacidad y flexibilidad para admitir grandes variaciones de leyes de mineral y tiempos de lixiviación.

- Utilizar láminas impermeables sencillas para evitar pérdidas por infiltración y la contaminación del subsuelo.
- Realizar un estudio geomecánico del material depositado para alcanzar la máxima altura posible y evitar el derrumbe de la pila.
- Preparar el material para llevarlo al tamaño adecuado, de manera de lograr una permeabilidad mínima suficiente, que libere el mineral en la superficie y percole adecuadamente.

Organizar un conjunto de pilas de manera de ordenar el flujo de líquidos en forma seriada, para lograr un enriquecimiento progresivo de la solución al pasar de una pila en otra.

2.2.2 Etapas de la lixiviación

Para que la lixiviación tenga éxito se tienen que considerar una serie de factores, siendo el primero asegurar la permeabilidad de la masa a lixiviar, de manera que el líquido lixivante pase a través de todo el material y que el contacto entre el agente lixivante y el mineral sea el óptimo. El óptimo contacto entre el material y el agente lixivante depende de los

siguientes factores, los que deben ser considerados en todas las etapas del proceso:

- La localización de los minerales a disolver.
- Volumen del material y distribución de tamaños.
- Área expuesta.
- Superficie específica.
- Tamaño de partículas.
- Porosidad.
- Presión capilar.
- Rugosidad o aspereza de las superficies.

2.2.3 Lixiviación de minerales de cobre

Los minerales de cobre en sus diferentes menas, se encuentran en la naturaleza asociados entre sí y con otras especies mineralógicas, más o menos diseminadas dentro de una roca matriz con la ganga correspondiente. Para el desarrollo de un proyecto de lixiviación es necesario un conocimiento de las características del yacimiento y de la mena, y los factores que influyen en la lixiviación.

En particular respecto a las características del yacimiento es importante considerar:

- Su composición mineralógica, por las interferencias que puedan producir en la lixiviación las diferentes especies conteniendo o no cobre.
- Diseminación de las especies: frecuencia y tamaños de los granos
- Carácter de la ganga, ya que ciertos minerales pueden estar dentro de una ganga carbonatada y consumir ácido haciendo el proyecto inviable económicamente.
- Características físicas de la mena (cantidad de finos o lamas), así como sus propiedades de porosidad y permeabilidad, que son fundamentales en una lixiviación estática.
- Comportamiento de la roca en el chancado, en cuanto a crear o aumentar la fracturación, exponiendo una mayor superficie al ataque químico.

2.2.4 Selección de agentes lixiviantes

Teniendo en cuenta las características del mineral, así como las reservas y el valor potencial del yacimiento, se selecciona el o los agentes lixiviantes más idóneos. Para ello se realizan diferentes caracterizaciones **mineralógicas previas** que permiten determinar los valores iniciales para realizar posteriormente las pruebas de laboratorio de lixiviación en **columnas unitarias**.

El ideal sería elegir un solo agente químico, que sea económico y recuperable, y un ciclo de lixiviación lo más corto posible (ojala uno solo), para extraer un máximo de cobre y un mínimo de impurezas, lo cual es difícil en la mayoría de los casos.

En la elección del proceso es fundamental conocer la cinética de la reacción química que las influyen, mediante las diversas fases de investigación en laboratorio. Para ello se hacen análisis preliminares en botellas rotatorias y en columnas

o vasijas, según si el mineral es apto a la lixiviación estática o dinámica.

Por último, al seleccionar previamente el agente lixivante se debe considerar el proceso posterior de recuperación del cobre a partir de la solución madre. Así, por ejemplo, si el lixivante es el sulfato férrico, deben tenerse en cuenta los efectos perjudiciales del aumento de iones férricos en la solución, para un posterior proceso de cementación (alto consumo de chatarra) o electrodeposición (mala eficiencia de corriente en electrólisis) o extracción por disolventes (purificación de hierro).

En la lixiviación de minerales de cobre, los reactivos normales suelen ser **ácido sulfúrico** para minerales oxidados y sulfato férrico acidificado en medio oxidante, para minerales sulfurados.

SE DISTINGUEN DOS CASOS:**LIXIVIANTE NATURAL**

Producido por las aguas de lluvia que percolan en el yacimiento, atacando las superficies expuestas y produciendo un lixiviante con contenidos variables de ácido, hierro e incluso cobre, según la estación del año y zonas de producción. Son las aguas de desagüe de minas.

Puede ocurrir que, mezclando aguas de distintas procedencias con sulfato férrico suficiente, se controla tan solo el pH bajo (añadiendo ácido sulfúrico), para regular la acidez e impedir la precipitación del hierro trivalente a hidróxido, que origina bastantes dificultades en la lixiviación. En caso de escasez de agua, se recircula parte de la solución estéril o se aportan aguas más frescas de otras procedencias

LIXIVIANTE PREPARADO

Se emplea el hierro trivalente en forma de sal ácida (sulfato férrico), cuya concentración en Fe^{+3} y ácido se ajusta

según la investigación y experiencia práctica. Normalmente, las soluciones empleadas no suelen ser muy concentradas. El ácido varía entre 4 y 10% y el hierro, alrededor del 1%. En algunos casos hay una regeneración del lixivante en el propio proceso.

Las soluciones estériles se recirculan o rechazan, con o sin depuración. La recirculación conlleva un aumento de compuestos tales como hierro, sulfatos, arsénico, cloro, ácidos, etc. Este aumento, sobre todo en sustancias nocivas como el As, Cl, ácidos, etc., puede ser perjudicial al proceso en sí o en estados posteriores, por lo que debe efectuarse una depuración o sangrías, periódicamente.

Entre los agentes lixiviantes en la minería del cobre se cuentan agentes **lixiviantes ácidos y básicos**.

El agente lixivante más usado para minerales oxidados es el ácido sulfúrico, por lo que las soluciones que entran a electroobtención son de CuSO_4 y H_2SO_4 más impurezas, de modo que fundamentalmente se tienen iones de Cu^{+2} , H^+ , SO_4^{-2} .

La elección del agente químico de lixiviación va a depender de su costo, disponibilidad, estabilidad química, selectividad y grado de generación de soluciones ricas en mineral, de tal forma que sea lo más económico y fácil de trabajar. En la siguiente tabla se presentan los agentes de lixiviación más utilizados.

Tabla nº I: Tipos de agentes lixiviantes

TIPO DE AGENTE	EJEMPLOS
ÁCIDOS INORGÁNICOS	ÁCIDO SULFÚRICO ÁCIDO CLORHÍDRICO ÁCIDO NÍTRICO
BASES	HIDRÓXIDO DE AMONIO
AGENTES COMPLEJANTES	AMONIACO SALES DE AMONIO CIANUROS CARBONATOS CLORUROS

Fuente: Codelco Educa.com, página de internet codelco.cl

En general, los minerales de cobre requieren una oxidación previa para la posterior disolución del metal. En el caso de los carbonatos y óxidos de cobre solo se requerirá un disolvente que es normalmente ácido sulfúrico, y en el caso de los sulfuros, un oxidante, cuya fuerza de oxidación dependerá del tipo de sulfuro.

Al considerar el agente lixivante, que suele constituir un costo importante del proceso, hay que tener en cuenta su disponibilidad (transporte), precio en planta, consumo y posibilidad de recuperación. Igualmente las características corrosivas, por su influencia en los materiales de la planta industrial. Sin embargo, el aspecto más importante es que el agente lixivante tiene que ser efectivo y lo más selectivo posible, para la disolución del cobre del mineral a tratar. Las diferencias de las características de las menas son tan amplias, incluso dentro de una misma zona, que los principios químicos establecidos solo pueden servir de guía para la selección del lixivante.

Al momento de elegir el agente lixivante, es importante tener en cuenta la composición mineralógica del material, tipo de ganga, tamaños de granos y diseminación, contenido de azufre, presencia de carbonato, cloruros u otros constituyentes. Por lo que es necesaria la investigación y la experiencia operativa, para seleccionar el lixivante y obtener los datos necesarios para predecir el comportamiento de la lixiviación.

2.2.5 Aplicación de la solución lixivante

La lixiviación propiamente tal se inicia con el riego por aspersión o goteo. Los distintos sistemas de irrigación, de aplicación de la solución, velocidades y efectos de la operación de lixiviación en vertederos, se pueden aplicar al sistema de lixiviación en pilas, donde existe un mayor control de la operación, con lo que se obtienen mejores resultados.

Para el logro de un resultado exitoso, es fundamental cuidar la distribución de la solución lixivante a la mayor área que sea posible, mediante un sistema de aspersión, y con la velocidad de aplicación conveniente según la adaptación (permeabilidad) de la pila.

Si la solución lixivante se entrega de manera de aumentar la cantidad de líquido disponible en torno a ellas, se trata de un sistema de riego no inundado o trickle-leaching, en el que al excederse los límites de líquido correspondiente al estado capilar, se produce una suspensión sólido/líquido. En ese momento ya no hay fuerzas para mantener las partículas en su

sitio, los finos se desplazan, ocupando espacios entre las partículas mayores y, si hay arcillas, ambos factores cumplen un rol sellante, lo que conduce a un lecho inundado. Debe evitarse esta situación, ya que para una buena operación es esencial mantener una adecuada permeabilidad.

2.2.6 Preparación del sólido

El éxito de una lixiviación y la técnica que se va a utilizar dependen con mucha frecuencia de cualquier tratamiento que se le pueda dar al sólido.

Los principales métodos de la extracción de partículas trituradas son:

- Extracción en el sitio
- Extracción en montón
- Tanques percolados
- Sistema de multietapa en contracorriente.

Los aspersores riegan el material mineralizado acumulado en las pilas con una solución de ácido sulfúrico, durante 45 días.

2.2.7 Preparación del mineral

CHANCADO

El material extraído de la mina (generalmente a tajo abierto), que contiene minerales oxidados de cobre, es fragmentado mediante chancado primario y secundario (eventualmente terciario), con el objeto de obtener un material mineralizado de un tamaño máximo de 1,5 a $\frac{3}{4}$ pulgadas. Este tamaño es suficiente para dejar expuestos los minerales oxidados de cobre a la infiltración de la solución ácida.

FORMACIÓN DE LA PILA

El material chancado es llevado mediante correas transportadoras hacia el lugar donde se formará la pila. En este trayecto el material es sometido a una primera irrigación con una solución de agua y ácido sulfúrico, conocido como proceso de curado, de manera de iniciar ya en el camino el proceso de sulfatación del cobre contenido en los minerales oxidados. En su destino, el mineral es descargado mediante un equipo

esparcidor gigantesco, que lo va depositando ordenadamente formando un terraplén continuo de 6 a 8 m de altura: la pila de lixiviación. Sobre esta pila se instala un sistema de riego por goteo y aspersores que van cubriendo toda el área expuesta.

Bajo las pilas de material a lixiviar se instala previamente una membrana impermeable sobre la cual se dispone un sistema de drenes (tuberías ranuradas) que permiten recoger las soluciones que se infiltran a través del material.

SISTEMA DE RIEGO

A través del sistema de riego por goteo y de los aspersores, se vierte lentamente una solución ácida de agua con ácido sulfúrico en la superficie de las pilas. Esta solución se infiltra en la pila hasta su base, actuando rápidamente. La solución disuelve el cobre contenido en los minerales oxidados, formando una solución de sulfato de cobre, la que es recogida por el sistema de drenaje, y llevada fuera del sector de las pilas en canaletas impermeabilizadas.

El riego de las pilas, es decir, la lixiviación se mantiene por 45 a 60 días, después de lo cual se supone que se ha agotado casi completamente la cantidad de cobre lixiviable. El material restante o ripio es transportado mediante correas a botaderos donde se podría reiniciar un segundo proceso de lixiviación para extraer el resto de cobre. De la lixiviación se obtienen soluciones de sulfato de cobre (CuSO_4) con concentraciones de hasta 9 gramos por litro (gpl) denominadas PLS que son llevadas a diversos estanques donde se limpian eliminándose las partículas sólidas que pudieran haber sido arrastradas. Estas soluciones de sulfato de cobre limpias son llevadas a planta de extracción por solvente.

2.3 FUNDAMENTO DE LA CIANURACIÓN

2.3.1 Principios básicos del oro

2.3.1.1 El oro

En todos los tiempos, el oro ha concitado el interés humano porque este metal ha sido empleado principalmente con fines monetarios o decorativos. Su

rareza e inalterabilidad han hecho de él un símbolo de riqueza y poder.

2.3.1.2 Propiedades físicas y químicas

a) FÍSICAS

Es maleable y dúctil, es blando su dureza es 3, la gravedad específica es 19,3, su símbolo es Au, su número atómico es 79,0 su peso atómico es 197,2, su punto de fusión es $1336,15^{\circ}\text{K}$ (1063°C), su punto de ebullición es $3243,15^{\circ}\text{K}$ (2970°C) y se cristaliza en el sistema cúbico.

b) QUÍMICAS

El oro es fácilmente soluble en agua regia, que produce cloro nascente.

El oro disuelve en ácido clorhídrico en presencia de sustancias orgánicas.

El oro es disuelto por cloruros férricos u cúpricos.

El oro es algo soluble en una solución de carbonato de sodio al 10 %.

El oro es soluble en soluciones cianuradas.

Mineralurgia

El oro es susceptible de existir en cercanías geológicas relativamente variadas (rocas sedimentarias, vetas intra plutónicas o peri plutónicas).

El oro es químicamente inerte en ambientes naturales y es poco afectado durante el intemperismo y descomposición de la roca que lo contiene.

2.3.1.3 Tipos de yacimiento

Vetas de cuarzo con oro: Los placeres jóvenes compuesto por areniscas y grava no consolidada, están en los cauces de los ríos. Los placeres antiguos o

fósiles se forman en el precámbrico han sido litificados o conglomerados.

Oro diseminado: En estos yacimiento la rocas al bergantes son calizas dolomíticas o carbonaceas, el oro está diseminado, en tamaño de 0,1 – 10 micrones.

Oro como subproducto: Con otros metales como el cobre, plata y plomo.

2.3.1.4 Tipos de yacimientos minerales de oro

El oro se encuentra en estado nativo comúnmente y se puede representar en venas y filones de cuarzo, en este cuadro se ubican los diseminados.

El oro se encuentra también placeres y depósitos aluviales de corrientes antiguas y modernas.

El oro nativo de zonas de oxidación y de los placeres frecuentemente contiene plata en pequeñas proporciones así como otros metales.

El oro nativo puede ser Oro limpio, oro empañado, oro revestido, electrum, oro cuprífero.

El oro en otros minerales, como producto secundario, con las especies de cobre, plata, plomo, arsénico y antimonio.

El oro asociado a la pirita y a la arsenopirita, se presenta como solución sólida y oro extremadamente fino, también se encuentra como ampolla de inclusiones, micro venillas, rellenos de intersticios, remplazamientos, etc.

El tamaño del grano de oro es determinante en el proceso metalúrgico elegido, se divide por el tamaño en oro grueso que viene a ser el oro aluvial en forma de pepitas, el oro filoniano en forma de escamas o hilos, hasta un tamaño no menor a 0,2 mm. El denominado

oro fino sería un rango de tamaños del oro grueso y el oro ultra fino, estaría entre 0,2 mm (200 micrones) y los 10 micrones, quedando el denominado oro ultra fino que estaría libre o encapsulado menor a 10 micrones.

“El tratamiento de los minerales de oro se basan fundamentalmente en las propiedades del oro, su alto peso específico, su carácter hidrofóbico y su solubilidad en soluciones cianuradas” dando lugar a varios esquemas de tratamiento metalúrgico para recuperar el oro”.

2.3.1.5 Operaciones y procesos metalúrgicos para recuperar el oro

La operaciones convencionales de Chancado, molienda y clasificación, se llevan a cabo en los minerales de oro de acuerdo al grado de liberación que se quiera obtener del mineral.

El tamaño de grano del oro libre y el grado de asociación del oro con otros minerales, es determinante en la elección del Proceso metalúrgico a seguir, se conocen tres grandes procesos adecuados: La gravimetría, la flotación y la Cianuración.

El oro denominado “grosso” será sometido a la gravimetría, el fundamento de la gravimetría se basa en el alto peso específico del oro. Hay equipos que se vienen diseñando con el objeto de recuperar el oro libre *fino*.

El oro denominado “fino” y “ultra fino”, si está totalmente libre y expuesto, lo más conveniente es el Proceso de Cianuración convencional. Si el oro está asociado (en solución sólida) íntimamente con los sulfuros, entonces se aplicará la flotación convencional para recuperar los sulfuros que acompañan al oro.

La decisión de realizar “Liberación del mineral” depende exclusivamente de la evaluación económica

del mineral a procesar. Si bien es cierto se requiere al oro totalmente libre para aplicar cualquiera de los procesos elegidos, esta “liberación” pasa por una evaluación de costo-beneficio, de acuerdo a estas decisiones se practican los procesos de gravimetría y la cianuración.

A continuación, se expone los fundamentos básicos de la gravimetría y la cianuración que nos permitan evaluar nuestra práctica actual, en la búsqueda de mejorar la calidad de vida del mineral artesanal y mitigar en gran medida la contaminación ambiental.

2.3.2 Proceso de cianuración convencional

2.3.2.1 Termodinámica de la Cianuración

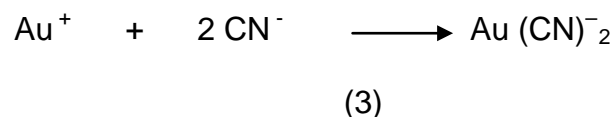
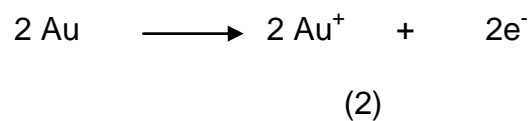
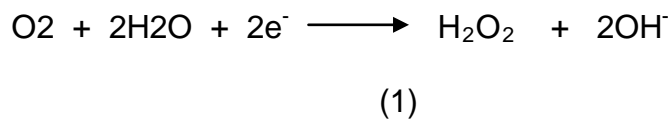
Los diagramas de Pourbaix que relacionan el potencial de óxido-reducción (Eh) del metal con el PH del Medio (ver Fig. 1), muestran que compuestos como: Au(OH)_3 ; AuO_2 ; $(\text{HAuO}_3)^{-2}$ y también el ión $(\text{Au})^{+3}$

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

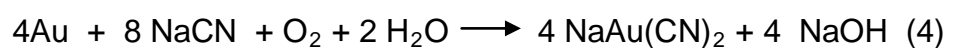
En el diagrama Au-H₂O-CN, no obstante la reacción: $\text{Au}(\text{CN})_2 + e \rightarrow \text{Au} + 2 \text{CN}$, se lleva a cabo dentro de los límites de estabilidad del agua. El campo de estabilidad del complejo aurocianuro está limitado por una recta que inicialmente muestra una pendiente pronunciada (efecto de la hidrólisis del cianuro a pH menor a 9) tornándose luego casi horizontal debido a la acción oxidante del oxígeno en medio básico, hecho que a su vez permite que se haga efectiva la reacción de lixiviación por formación de aurocianuros. En el mismo gráfico se puede observar que los compuestos $\text{Au}(\text{OH})_3$, Au^{+3} y $(\text{HAuO}_3)^{-2}$ son reducidos por la introducción del cianuro.

2.3.2.2 Mecanismo electroquímico

La disolución del oro está regida por los principios electroquímicos de la Corrosión, la explicación esquemática de este fenómeno se facilita (mediante la reacción 2), la reducción del oxígeno sobre la superficie metálica en la zona catódica va acompañada por la oxidación del oro en la zona anódica de acuerdo a las siguientes reacciones:



Ecuación fundamental de la Cianuración



2.3.2.3 Cinética de disolución del oro

Una reacción fisicoquímica en el cual se hallan involucradas una fase sólida y otra líquida se consume en las cinco etapas siguientes:

- 1) Difusión de los reactantes desde la solución hasta la interfase sólido-líquido.
- 2) Adsorción de los reactantes en la superficie del sólido.
- 3) Reacción en la superficie.
- 4) Desorción de los productos de la reacción de la superficie del sólido.
- 5) Difusión de estos productos de la interfase sólido-líquido a la solución.

2.3.2.4 Efectos aceleradores y retardadores

a) Efecto del oxígeno en la disolución de oro

El alto consumo de oxígeno retarda la reacción, existen altos consumidores de oxígeno

como la pirrotina, se descomponen fácilmente formando hidróxidos que se oxidan con el oxígeno.

Para estos caso es necesario usar agentes oxidante como el peróxido de oxígeno o, en todo caso, airear la pulpa para compensar el consumo excesivo del oxígeno.

b) Efecto del cianuro libre en la disolución de oro

La presencia del cianuro libre, retarda la disolución en el caso de que se dé un alto consumo de cianuro debido a: la formación de complejos cianurados, la producción de un sulfuro auroso insoluble sobre la superficie del oro, la deposición de peróxidos, la aparición de cianuros insolubles, la absorción sobre la ganga especialmente de cuarzo y aluminosilicatos, la presencia de zantatos en el mineral flotado que forma una capa fina de zantato áurico insoluble que evita la disolución de oro; la degradación del cianuro por hidrólisis, el cual

depende de la cantidad de álcali libre; las concentraciones bajísimas de cianuro menores a 0,001 % que no disuelven oro.

c) Efecto del tamaño de partícula en la disolución del oro

El tamaño de partícula es determinante en el tiempo de disolución, a mayor diámetro, mayor será el tiempo de disolución, el denominado oro grueso, si asumimos una reducción de 3,36 micrones por hora (datos encontrados por Barsky), un grano de oro de 44 micrones de espesor (malla 325) tomaría no menos de 13 horas para disolver, otro grano de 119 micrones (malla 100) tomaría no menos de 44 horas para su disolución. Si la asociación es con plata metálica es mayor el tiempo. Cuando el oro grueso libre ocurre en los minerales, la práctica usual es superarlo con gravimetría previa.

d) Efecto de la alcalinidad sobre la disolución de oro

- Evita pérdidas de cianuro por hidrólisis.
- Evita pérdida de cianuro por acción del dióxido de carbono del aire.
- Descompone los bicarbonatos en el agua antes de ser usados en cianuración.
- Neutraliza los compuestos ácidos contenidos en el mineral
- Neutraliza los contenidos en el agua, sales ferrosas y férricas etc.
- Ayuda en la sedimentación de partículas finas.
- Mejora la extracción cuando se trata minerales conteniendo por ejemplo telururos.

2.3.2.5 El cianuro

En general se aplica a un grupo de sustancias químicas que contienen carbono y nitrógeno (CN⁻). El cianuro ha sido producido por el hombre para usos industriales como la Minería, también se encuentra en la naturaleza.

El cianuro se forma naturalmente, las plantas y animales lo producen y lo utilizan como mecanismos de protección.

Existe en muchas frutas y verduras, semillas, entre ellas en: durazno, maíz, maníes, soya, yuca, etc.

Además el cianuro es producido por los escapes de automóviles, el del cigarrillo, etc.

Actualmente el cianuro se produce industrialmente mediante la combinación de gas

natural y amoníaco a altas temperaturas y presiones para producir cianuro de hidrógeno (HCN) gaseoso, posteriormente es combinado con hidróxido de sodio (NaOH) para producir cianuro de sodio (NaCN) en forma de briquetas blancas y sólidas cuya producción anual alcanza 1,4 millones de toneladas.

En el mundo hay tres productores primarios del cianuro de sodio: DUPONT en los Estados Unidos, ICI en Inglaterra y GUSSA CORPORATION en Alemania.

Hidrólisis del ácido cianhídrico (HCN) y ion cianuro (CN⁻)

Las sales de cianuro se descomponen en ácido cianhídrico (HCN) y en ion cianuro (CN⁻). El grado de descomposición en estos dos compuestos, depende del pH. Una solución acuosa de cianuro alcalino se hidroliza de acuerdo a las reacciones siguientes:





La razón por la cual se da esta hidrólisis depende de la cantidad de álcali libre. Si la cantidad de álcali es grande la descomposición de cianuro puede ser despreciable, pero en ausencia de este la hidrólisis puede ser retardada por la adición de cal.

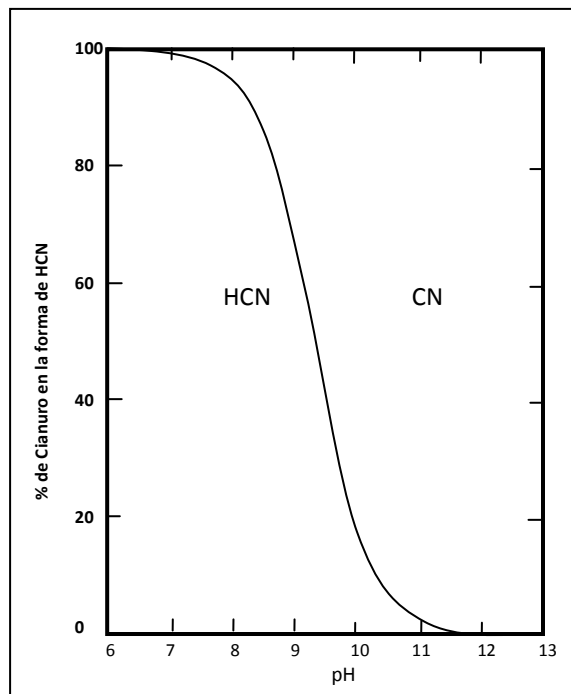
La proporción de ácido cianhídrico y ion cianuro presentes en la solución de cianuración, depende del pH, de la forma siguiente:

Tabla n.º II. Contenido de HCN en función del pH

pH	HCN (%)	CN ⁻ (%)
8.4	90	10
9.3	50	50
10.2	10	90

Fuente: Misari M. Metalurgia del oro

Gráficamente, el equilibrio entre ácido cianhídrico (HCN) y ion cianuro (CN) en función del pH, se presenta en la Figura n.º 5.



Fuente: Misari F.D. Metalurgia del Oro

Figura n.º 5. Equilibrio entre HCN y CN⁻ en función del pH

Usos del cianuro

El cianuro se usa en la Industria Química Orgánica como el nitrilo, el nylon, los plásticos acrílicos, otras operaciones como la

Galvanoplastía, para el endurecimiento del acero, aplicaciones fotográficas, producciones de goma sintética, en medicina en insecticidas y pesticidas.

En la industria minera se usa en la flotación como reactivo depresor de la ganga y piritas, en la separación de cobre-bismuto y molibdeno caso Antamina, la mayor cantidad se usa en *Cianuración del oro*.

Manipuleo y destrucción del cianuro

La clave para su uso es la implementación de sólidas prácticas de manipuleo del cianuro.

Las briquetas de cianuro producidas se mantienen a temperatura y humedad controladas las que son colocadas en contenedores roturados y sellados.

Todos los embarques de cianuro de sodio se acompañan con hojas de seguridad (MSDS) donde figuran los datos químicos y

de toxicidad del cianuro de sodio y las instrucciones de su manipuleo con las medidas de seguridad adecuadas.

En los procesos continuos de cianuración en la que se desechan soluciones cianuradas con porcentajes permisibles de cianuro libre; se dispone de tecnologías de destrucción de cianuro de los residuos de cianuración como también los métodos de recirculación y recuperación del cianuro.

Los métodos más comunes son adición de hipoclorito de sodio en solución, el peróxido de sodio en solución, la biodegradación usando microorganismos y la degradación natural volatilizándose en forma de HCN.

2.3.3 Métodos de cianuración

La decisión de aplicar tal o cual método de cianuración a los minerales para recuperar el oro es eminentemente económico, previa evaluación metalúrgica, para cada uno de los casos tenemos los siguientes métodos.

Método de cianuración tipo DUMP LEACHING

Método de cianuración tipo HEAP LEACHING

Método de cianuración tipo VAT LEACHING

Método de cianuración tipo AGITACIÓN CARBÓN EN PULPA

En todos los métodos de cianuración del oro se va a obtener una solución cargada de oro; la recuperación o captación del oro en solución se logra en dos forma: una es la del carbón activado en CIC (Carbón en columna) o en CIP (Carbón en pulpa).

La otra forma de recuperar el oro en solución es la del Merrill Crowe, que es la precipitación del oro con polvos de Zinc.

La cianuración de los minerales auríferos puede realizarse mediante dos métodos: dinámicos y estáticos.

El método más apropiado aplicado en la presente tesis es en Vat, la cual dependerá de diversos factores tanto económicos como técnicos, entre los que se puede mencionar el tonelaje a tratar, las características físicas y mineralógicas de la

mena, la leyes y reservas del yacimiento, tipo y cantidad de minerales acompañantes y costos de instalación y operación.

Dentro de la lixiviación estática, existen dos procesos que se utilizan en la práctica industrial para la recuperación de oro: lixiviación en piscinas (*vat leaching*) y lixiviación en pilas (*heap leaching*).

A continuación describiremos con mayor detalle la lixiviación en piscinas (Vat): este tipo de cianuración estática ha tenido un menor desarrollo que el sistema de pilas. Consiste en colocar, el mineral triturado, en pozas o piscinas, donde la solución puede inundar el mineral, con lo que se asegura que todo el material se moje, evitando las canalizaciones y zonas muertas que ocurren en el sistema de pilas. La principal desventaja es el costo de inversión, superior al requerido para las pilas de lixiviación, mientras que la recuperación de oro puede ser similar.

El objetivo que persigue la lixiviación en piscinas, es reducir el tiempo de cianuración e incrementar el contenido de

oro en las soluciones ricas, en comparación con lo que se obtiene en la lixiviación en pilas. La ventaja más significativa es poder trabajar en locales cerrados, contrarrestando situaciones climáticas extremas, tales como ambientes desérticos, o con alta pluviosidad, en altura, o a muy bajas temperaturas.

El sistema de lixiviación es por percolación; trabaja en circuito cerrado con relativamente bajos tonelajes por piscina, lo cual permite un eficiente control y balance de materiales, en especial, de agua y soluciones.

Las piscinas, rectangulares o circulares, están construidas normalmente de concreto, provistas, en su parte inferior de un fondo falso, que permite la recuperación de la solución clarificada. El diseño de algunas piscinas, incluye una rampa en uno de los extremos, para facilitar la carga y descarga del material a procesar. La solución cianurada, generalmente se alimenta por la parte superior mediante distribuidores, y en la mayoría de casos trabaja bajo ciclos periódicos de inundación.

El material se tritura a un tamaño más fino que el usado en las pilas, por lo que es común el uso de la aglomeración del mineral o el deslamado. El material aglomerado con cal, sosa y/o cianuro de sodio, se coloca en las piscinas de cianuración y se deja curar por 8 horas, luego de lo cual, se alimenta la solución cianurada. Se han reportado recuperaciones cercanas al 90% producto de la etapa de curado.

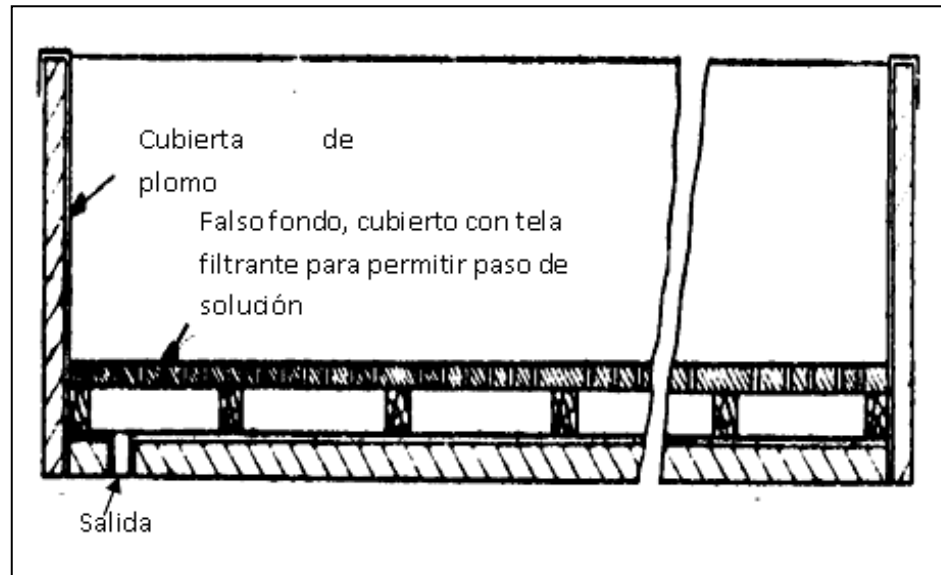
En los últimos años se ha desarrollado un método continuo de cianuración en piscinas, conocido como Ecovat, en el cual, el mineral puede ser alimentado en forma de pulpa o como mineral seco. En este último caso, la solución de cianuración se alimenta por la parte inferior de la piscina, provocando una fluidización del mineral, mejorando con esto, el contacto entre el sólido y la solución de lixiviación. La inyección de solución se realiza por 10 s cada 4 min . En uno de los extremos del tanque, se encuentra una rueda que gira a 0,2 R.P.M., que remueve la pulpa desde la piscina y la envía a un compartimiento aledaño, en el cual se lava el material y se recoge la solución que drena; la pulpa lavada es luego

conducida, de manera similar, a otro compartimiento en donde se realiza la destoxificación de la misma, previa a su descarga.

El falso fondo (Figura n.º 6) actúa a manera de filtro y la solución rica colectada es conducida mediante tuberías a los sitios de colección de soluciones. La recuperación del oro, se realiza de manera similar, al proceso de lixiviación en pilas.

Se conocen pocas plantas de percolación en piscinas en el mundo. En 1996 se instaló una operación piloto usando el sistema Ecovat, al noroeste de Costa Rica, en un área minera cercana a la población Las Juntas de Abangares, con una capacidad de tratamiento de 140 – 200 t secas para tratar un mineral de 1,8 g Au/t, en un tiempo promedio de 33 h, con una recuperación estimada entre 75 – 85%.

Por otro lado, se debe mencionar que el sistema de percolación en piscinas es utilizado a nivel de pequeña minería, en diversas localidades mineras de Colombia, Ecuador y Perú, que tratan tonelajes entre 60 – 200 t por piscina, con tiempos de lixiviación entre 15 – 30 días, y sistemas de recuperación de oro, mediante cementación con viruta de zinc.



Fuente : Misari F.S. Metalurgia del Oro

Figura n.º 6. Lixiviación en piscinas, falso fondo

Resumen de parámetros: Lixiviación en piscinas

Tabla n.º III.

Método económico	
Minerales de baja ley	
Bajos tonelajes	65 – 100 t
Tamaño de partícula	Triturado 100 – 150 E
Dimensiones vat	100 #)
Aplicación de solución	7 x 9 m x 1 m
Flujo de percolación	altura
Relación S/L	Sistemas inundados
Tiempo procesamiento	Depende de porosidad
Eficiencia	1/0.3 12 – 20 días 80 – 90 %

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y PLANIFICACIÓN DE LAS PRUEBAS

3.1 ETODOLOGÍA

Esta trabajo de tesis fue desarrollado en la empresa FR Ingeniería & Medio Ambiente (FRI&MA) instalada en Tacna y en la Facultad de Ingeniería Metalúrgica-UNJBG. La caracterización y análisis de las muestras fueron realizados en el laboratorio de la Escuela de Metalurgia (ESME), mientras que los ensayos de lixiviación y cianuración fueron desarrollados en las instalaciones de la empresa FRI&MA.

3.1.1 Muestreo

Se realizaron salidas de campo para recolectar 5 muestras representativas de relaves producto del concentrador Falcon de la Planta de Tratamiento de la empresa FR

Ingeniería & Medio Ambiente, de las cuales solo dos fueron seleccionadas para su posterior análisis (tabla n.º 3).

Tabla n.º IV. Detalle de muestras seleccionadas

Muestra N°	Código	Peso (Kg)	Lugar	Descripción
1	M1	50	FR Ingeniería & Medio Ambiente	Relave concentrador FALCON
2	M2	30	FR Ingeniería & Medio Ambiente	Relave concentrador FALCON

Fuente: Elaboración Propia.

Las muestras frescas fueron recolectadas con pala, luego se homogenizaron y cuarteadas, separándolas para su respectivo análisis.

3.1.2 Caracterización de las muestras de relaves

Las 2 muestras de relaves de oro-cobre fueron mezcladas, homogenizadas y cuarteadas, luego caracterizadas como se describe a continuación:

Se separó una fracción de las muestras para análisis barrido electrónico, para la determinación de las especies minerales y otra fracción para ensayos al fuego y la determinación de las leyes de oro.

3.1.3 Pruebas metalúrgicas

El propósito básico de este estudio tiene por finalidad ver el proceso más adecuado para el tratamiento de minerales auríferos complejos desde el punto de vista de la cianuración, de la Empresa Minera Manuela-Ite. Así mismo obtener parámetros para realizar pruebas a nivel piloto en otro momento. De la articulación de las dos etapas obtenidas experimentalmente, se logra una vía integral de procesamiento de extracción y recuperación de oro, a partir

de minerales oxidados, aplicado especialmente para nuestra región.

3.1.3.1 Pruebas de lixiviación ácida

CONSIDERACIONES PRELIMINARES

Las pruebas experimentales se llevaron a cabo durante tres meses y para el estudio del proceso se tomó como referencia pruebas anteriores realizadas con otros materiales de la zona.

El tratamiento de investigación se hizo por agitación en vaso y botella.

METODOLOGÍA

Para llevar a cabo las pruebas, se trabajó con el mineral de la Empresa Minera Manuela en vasos y botella.

Especificaciones técnicas de los vasos son:

Capacidad : 600 ml

Diámetro : 7 cm

Mineral : 50 g

Especificaciones técnicas de las botellas son:

Capacidad : 1,0 l

Diámetro : 15 cm

Mineral : 50 g

El control de proceso, se lleva a cabo de la siguiente forma:

- Muestreo y análisis de mineral de cabeza.
- Muestreo y análisis químico del Cu^{++} , H^+ , CN^- , Cal, Au (cada 2 h, posteriormente cada 24 h), durante el proceso
- Muestreo y análisis químico de ripios.

CARACTERÍSTICAS QUÍMICA Y MINERALÓGICA DEL RELAVE

El relave presenta la característica del depósito de mineral superficial principalmente compuesta por oro libre, óxidos de cobre y de hierro, los que generalmente son dóciles a la lixiviación ácida o básica.

Se analizó la composición química del relave por disolución total mediante ataque ácido seguido de absorción atómica. En la tabla 1 se muestra el análisis químico del relave.

El análisis de microscopía identificó las especies oxidadas de cobre malaquita y crisocola.

Tabla n.º V: Análisis químico del mineral

Elemento	Porcentaje (%)	Gramos/tonelada
Cobre total	2,85	
Cobre soluble	2,73	
Fierro total	2,38	6,34
Oro		4,20

Plata		
Aluminio	0,92	
Magnesio	0,81	
Manganeso	0,50	

Fuente: Elaboración Propia

La composición del mineral (relave) de la Empresa Minera Manuela es:

Tabla n.º VI: Composición mineralógica

Oro	Electrun
Crisocola	$\text{CuSiO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$
Malaquita	$\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$

Fuente: Misari F.S. Metalurgia del Oro.

PROPIEDADES FÍSICAS DEL MINERAL

Tabla n.º VII.

Densidad real mineral (t/m^3)	2,67
Humedad del mineral (%)	2,46

Fuente: Misari F.S. Metalurgia del Oro.

CONSUMO DE ÁCIDO DEL RELAVE

a) Consumo de ácido del relave en vaso

La mayor extracción de cobre con relación a su consumo de ácido nos indica la mayor eficiencia en la utilización del ácido. Para determinar el consumo de ácido en nuestro relave utilizaremos la concentración al 5%, para una muestra de 20 g. El método de lixiviación utilizado para la determinación del consumo de ácido es por agitación.

Procedimiento

- 1) Se toma una muestra de 20 g.
- 2) En un vaso de 400 o 500 ml preparar 300 ml de H_2SO_4 diluido al 5%. Separar 100 ml para determinar el ácido libre en gpl (Concentración de ácido inicial).
- 3) Agregar la muestra en la solución ácida.
- 4) Agitar 10 h
- 5) Una vez terminada la agitación se filtra para obtener la solución lixiviada.
- 6) Realizar Análisis Químico para determinar el cobre soluble y el consumo de ácido de la solución lixiviada.

Resultados:

Concentracion Inicial del Lixiviente :	80 g/l
Concentracion Final de Lixiviacion :	48 g/l
Consumo de Acido :	32 g/l
Volumen de Acido para el curado :	116,5 ml

CÁLCULOS

Ácido inicial : 80 g/l

Ácido final : 48 g/l

Consumo = 80 – 48 = 32 g/l

El consumo de ácido en gramos es la diferencia 32 g/l x 0,1165 l utilizado para la agitación, dando 3,728 g H₂SO₄ entonces:

$$\frac{3,728g H_2SO_4}{50g \text{ mineral}} \times \frac{1kgH_2SO_4}{1000gH_2SO_4} \times \frac{1 \times 10^6 g \text{ mineral}}{\text{tonelada}} = 74,56KgH_2SO_4 / t.\text{mineral}$$

b) Consumo de ácido del relave en botella

Para la realización de las pruebas en botella en el Laboratorio de Mineralurgia (FAME) se acondicionan rodillo para su agitación, se siguen los siguientes pasos. Este

procedimiento es similar para cada una de las 5 muestras en los distintos tiempos destinados para su lixiviación.

Procedimiento

- 1) Se agrega 50 gramos de relave (100% bajo 12 mallas ASTM) a una botella de 1 litro.

- 2) Se agrega a la misma botella una solución de ácido sulfúrico (50 g/l de H_2SO_4) y se tapa la botella.

- 3) La botella con la solución de H_2SO_4 y el mineral se agita por 5 segundos, siendo esta destapada con el propósito de evacuar los gases que salen de esta, debido a las reacciones que en ella ocurren. Después de esto, se vuelve a tapar.

- 4) La botella está puesta sobre los rodillos giratorios, que a su vez la hacen girar y por ende empieza una lixiviación por agitación.

- 5) Se desconecta el sistema giratorio y tomando la botella se destapa para la evacuación de gases (Este procedimiento se lleva a efecto cada 15 min. por un lapso de dos horas).
- 6) Este procedimiento es similar para las 6 muestras en las distintas botellas, teniendo que estar la muestra n.º 1, 2, 3, 4, 5, 6; en agitación durante 1, 2, 4, 8, 16, 24 h, respectivamente.
- 7) Una vez que la muestra en contacto con el ácido (en la botella) ha cumplido con el tiempo destinado para la experiencia, es sacada del sistema.
- 8) La botella es abierta y el contenido de esta (solución + muestra de mineral) es vaciado en un vaso de vidrio de 2 l.
- 9) Después de ser vaciado totalmente el contenido de la botella, se agregan 5 cc. de floculante, se agita y se espera 5 minutos para su decantación.

- 10) Se toman aprox. 20 ml de solución (después de la decantación del sólido) por medio de una pipeta y esta es llevada a un filtro de vacío.
- 11) La solución filtrada (aprox. 20 ml) se deposita en un recipiente de plástico (capacidad 250 ml) y se lleva a análisis químico.
- 12) La pulpa restante es llevada a un filtro de presión.
- 13) Se repite 3 veces la operación de lavado (total: 1,5 l).
- 14) Esta nueva pulpa es de nuevo filtrada en el filtro de presión.
- 15) El queque, que está húmedo después de la filtración, es puesto en un horno para su secado (aprox. 24 h).
- 16) Al cabo de esperar aprox. 24 h, el queque (ripio) ya seco es pesado.
- 17) El ripio es raleado y pulverizado (1 min) en un pulverizador.

18) Luego, se saca una muestra y pasa el 100% malla -100# ASTM, son empacados y llevados a análisis químicos de ripio.

RESULTADOS: Ver tabla n.º VII.

Tabla n.º VII : Pruebas de consume de ácido y recuperación

Nº Pruebas	Tiempo (Horas)	[Cu] soluble (g/L)	Consumo de ácido Kg Ac. /t. min.	Recuperación Cobre (%)
0	0	0	0	0
1	1	4,74	36	49
2	2	6,03	49	63
3	4	6,3	59	66
4	8	7,31	74	76
5	16	8,69	76	91
6	24	8,79	77	92

Fuente: Elaboración Propia

Análisis de las soluciones obtenidas

Los análisis químicos fueron efectuados en el Laboratorio de Análisis Metalúrgico de Minerales y Metales de la Facultad de Ingeniería Metalurgia-UNJBG-Tacna, de donde se tomó muestras de 20 ml de PLS desde el inicio, cada cierto tiempo hasta las 24 horas, analizando la concentración de Cu y H₂SO₄ en gpl.

3.1.3.2 Pruebas de cianuración

CONSIDERACIONES PRELIMINARES

Se lixivia 500 gr de mineral a las mismas condiciones que la lixiviación en botella, recuperando el cobre en un 90%, quedando en los rípios 0,28 % de cobre y 6,34 gr de oro/t . Los rípios son sometidos a pruebas de cianuración para determinar el consumo de cal, cianuro y cinética de cianuración, tal como se verá seguidamente:

CONSUMO DE CAL

El consumo de cal por los ripios se realiza por diferencia de peso, hasta obtener un pH de 10,5, con un consumo de 4 Kg de cal/t de mineral.

CONSUMO DE CIANURO DEL MINERAL Y CINÉTICA DE CIANURACIÓN EN BOTELLA

La mayor extracción de oro con relación a su consumo de cianuro nos indica la mayor eficiencia en la utilización del reactivo. Para determinar el consumo de cianuro del mineral utilizaremos la concentración al 0.1%, para una muestra de 50 g de ripios. El método de lixiviación utilizado para la determinación del consumo de cianuro es por agitación.

Procedimiento

- 1) Se agrega 50 gr de ripios a una botella de 1 l.
- 2) Se agrega cal hasta un pH=10,5, luego el cianuro de sodio y se tapa la botella.

- 3) La botella con la solución y los rípios se agita por el tiempo programado.
- 4) Este procedimiento es similar para las 7 muestras en las distintas botellas, teniendo que estar la muestra n.º 1, 2, 3, 4, 5, 6,7; en agitación durante 1, 2, 4, 8, 24, 48 y 72 h respectivamente.
- 5) Una vez que la muestra en contacto con el cianuro (en la botella) ha cumplido con el tiempo destinado para la experiencia, es sacada del sistema.
- 6) La botella es abierta y el contenido de esta (solución + muestra de rípio) es vaciado en un vaso de vidrio de 2 l.
- 7) Después de ser vaciado totalmente el contenido de la botella, se agregan 5 ml de floculante, se agita y se espera 5 min para su decantación.
- 8) Se toman aprox. 110 ml de solución (después de la decantación del sólido) por medio de una pipeta y esta es llevada a un filtro de vacío.
- 9) La solución filtrada (aprox. 110 ml) se deposita en un recipiente de plástico (capacidad 250 ml) y se lleva a análisis químico.

- 10) La pulpa restante es llevada a un filtro de presión.
- 11) Se repite 3 veces la operación de lavado (total: 1,5 l).
- 12) Esta nueva pulpa es de nuevo filtrada en el filtro de presión.
- 13) El queque, que está húmedo después de la filtración, es puesto en un horno para su secado (aprox. 24 h).
- 14) Al cabo de esperar aprox. 24 h, el queque (residuos) ya seco es pesado.
- 15) El residuo es roleado y pulverizado (1 min) en un pulverizador.
- 16) Luego, se saca una muestra y pasa el 100% malla - 100# ASTM, son empaquetados y llevados a análisis químicos de residuos.

Al cabo del tiempo transcurrido se toma una muestra para determinar oro en solución, y se grafica tiempo de lixiviación v/s recuperación. Los resultados son pruebas hechas en botellas

RESULTADOS:

Tabla n.º VIII: Pruebas de consumo de cianuro y recuperación de oro

Tiempo (Horas)	Consumo de cianuro (Kg /t. min.)	Consumo de cal (Kg /t. min.)	Au soluble (g/m ³)	Au Ripios (g/t)	Recuperación %
0	0	0	0		0
1	0,51	4,00	0,63	4,44	30
2	0,72	4,20	0,78	3,99	37
4	1,19	4,30	0,89	3,68	42
8	1,54	4,30	1,25	2,60	59
24	2,01	4,30	1,44	2,03	68
48	2,31	4,40	1,78	1,01	84
72	2,51	4,40	1,90	0,63	90

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS

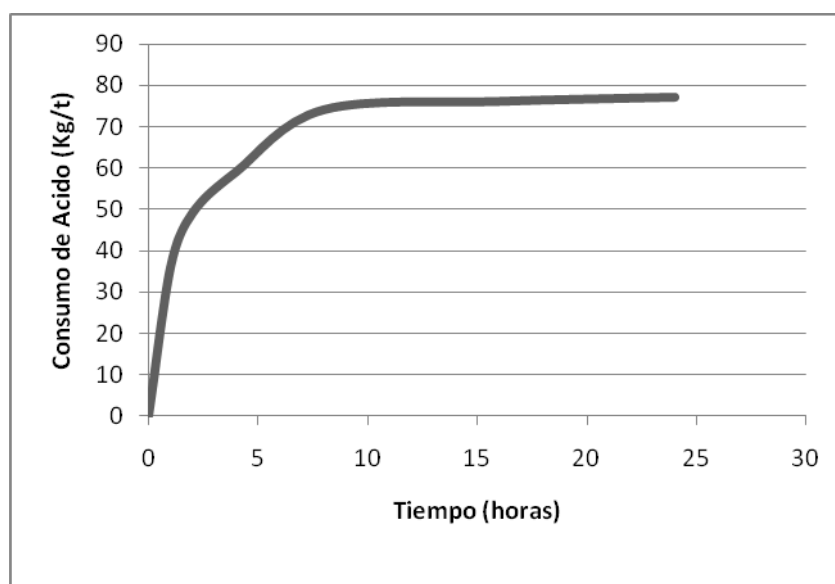
4.1 Pruebas de lixiviación ácida

4.1.1 Consumo de ácido sulfúrico

Con el objeto de evaluar la aptitud del consumo de ácido sulfúrico para la lixiviación de relaves de cobre - oro, se ha definido una prueba estándar de lixiviación, que permite comparar el comportamiento de estos minerales frente a la adición de ácido.

Esta prueba estándar de lixiviación, consiste en la ejecución de cinco ensayos de lixiviación en botella, a diferentes tiempos de lixiviación, a objeto de determinar el consumo de ácido esperado en las bateas de lixiviación.

La variación del tiempo con respecto al consumo de ácido sulfúrico se termina por encima de las 10 horas llegando los relaves a un consumo de 77 Kg de ácido/tonelada de mineral, esta situación se muestra en la Figura n.º 1.



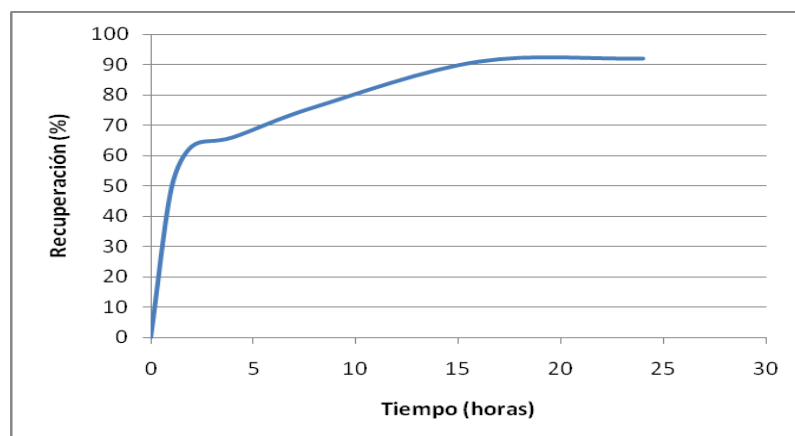
Fuente : Elaboracion propia

Figura n.º 1: Consumo de ácido sulfurico de relaves oxidados con contenido de Au-Cu.

4.1.2 Lixiviación en botella

Con el objeto de evaluar la aptitud a la lixiviación de relaves, se ha definido prueba estándar de lixiviación, consiste en la ejecución de seis ensayos de lixiviación en botella, a diferentes tiempos de lixiviación, a objeto de determinar la recuperación de cobre total esperados en las bateas de lixiviación.

La variación del tiempo con respecto a la recuperación de cobre se terminó por encima de las 16 horas llegando los relaves a una recuperación del 92%, esta cinética de lixiviación del cobre se muestra en la Figura n.º 2.



Fuente: Elaboración propia

Figura n.º 2: Cinética de lixiviación de relaves (óxidos de cobre)

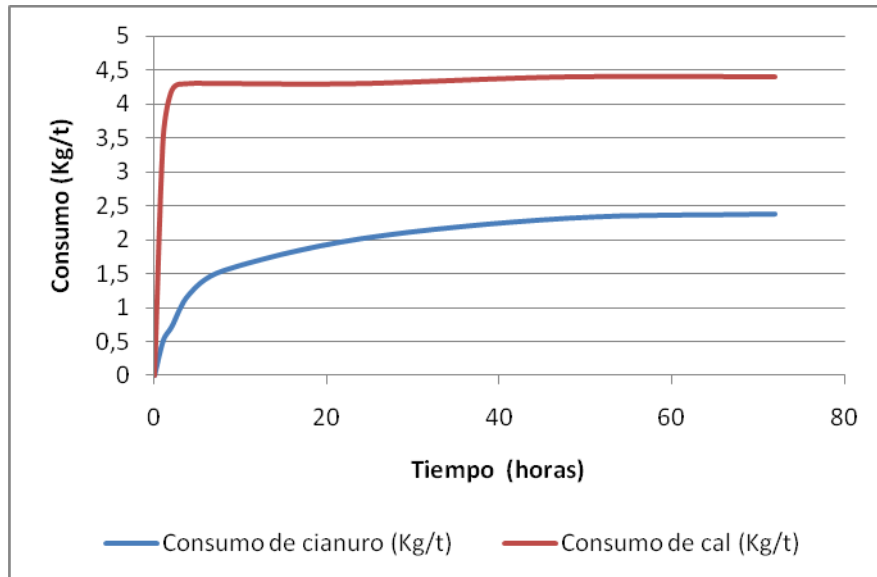
4.2 Pruebas de cianuración

4.2.1 Consumo de cianuro de sodio

Con el objeto de evaluar la capacidad del consumo de cianuro de sodio para la lixiviación de residuos de Au-Cu, se ha definido una prueba estándar de lixiviación, que permite comparar el comportamiento de estos residuos frente a la adición de cianuro.

Esta prueba estándar de lixiviación, consiste en la ejecución de siete ensayos de lixiviación en botella, a diferentes tiempos de lixiviación, a objeto de determinar el consumo de cianuro esperado en las bateas de lixiviación.

La variación del tiempo con respecto al consumo de cianuro de sodio se termina por encima de las 24 horas llegando los residuos a un consumo de 2,51 Kg de cianuro/tonelada de residuos, esta situación se muestra en la Figura n.º 3.



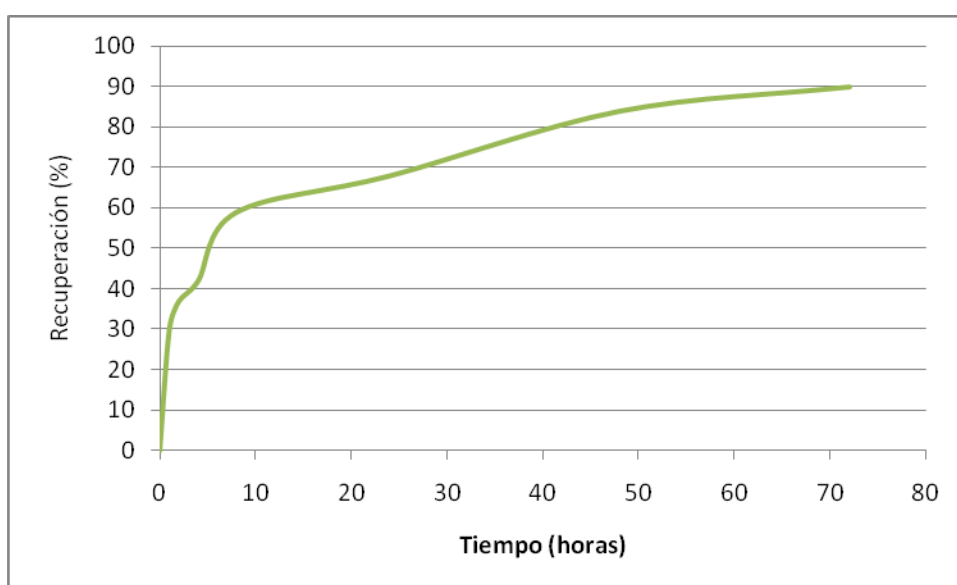
Fuente: Elaboración propia

Figura n.º 3: Consumo de cal y cianuro de residuos tratados

4.2.2 Cianuración en botella

Con el objeto de evaluar la aptitud a la cianuración de residuos, consiste en la ejecución de siete ensayos de lixiviación en botella, a diferentes tiempos de lixiviación, a objeto de determinar la recuperación de oro esperado en las bateas de lixiviación.

La Figura n.º 4, indica que un periodo de lixiviación por agitación en botella es de 72 horas, el oro es disuelto en un 92%, dejando pequeñas cantidades de oro en los residuos.



Fuente: Elaboración propia

Figura n.º 4: Cinética de cianuración de ripios pre-tratados.

CONCLUSIONES

- 1) Los resultados de las pruebas permiten establecer la factibilidad de tratar los relaves oxidados de cobre y oro de la Minera Manuela Ite – Tacna.
- 2) El valor obtenido para el consumo máximo de ácido del relave fue de 77 [kg ácido/t relaves].
- 3) La velocidad de disolución de cobre máxima es a las 24 h, con un 92% de recuperación.
- 4) El valor obtenido para el consumo máximo de cianuro con una pre-tratamiento como es la lixiviación ácida o lixiviación de los ripios fue de 2,51 [kg cianuro/t ripios].
- 5) La velocidad de disolución de oro máxima es a las 72 h, con el 92% de recuperación.

RECOMENDACIONES

- 1) Se recomienda hacer un pre tratamiento de los relaves para evitar el consumo excesivo de cianuro de sodio, ya que es superior al 7,7 [kg cianuro/t relaves].
- 2) De las conclusiones anterior se puede afirmar que el tratamiento de los relaves de la Minera Manuela lte será favorable por estar los consumos tanto de ácido sulfúrico y los de cianuro dentro de los rangos reales de la industria.

REFERENCIA BIBLIOGRAFICA

- 1) Bartlett, R.W. (1992). *Leaching and fluid recovery of minerals*. Solution Mining,(2da Edición):Singapur [s.n.] Cap. 5, pp. 88 – 107,
- 2) Breuer .P.L, X. Dai and M.I. Jeffrey (2005).*Leaching of Gold and Copper Minerals in Cyanide Deficient Copper Solutions* : Australia.Editorial Elsevier.
- 3) Domic E.M. .*Hidrometalurgia*. (2001). Santiago, Chile. [s.n.]
- 4) Geankopolis C. J. *Procesos de Transporte y Operaciones Unitarias* (3ra Edición):Mexico.Editorial CECSA.
- 5) Jansz, J.J.C., (1984). *Hydrometallurgy*.Vol. 12, pp. 225-243.
- 6) Lovera D. Quiñones J. Aramburú V. Gagliuffi P. Puente L. Concepción L, Flores R. (2002).*Procesos de Tostación*: Lima, Peru.Editorial IIGEO.
- 7) Miller P.C and Errington, M.T.(1989) *Resúmenes de Extraction Metallurgy*
- 8) Olaya A. *Avances en el Sistema de Lixiviación de Oro con Tiocianato en Medio Acido Tecsup*, aolaya@tecsup.edu.pe.
- 9) Peng Yu-mei et al. (1988). *Innovative technology for gold and silver recovery from Au-Ag bearing slags and tailings*, Paper presented at the Randol Gold Forum 88, 23-24 January, at Scottsdale.

10) Sohn, H.Y., and Wadsworth, M.E. (1986). *Cinética de los Procesos de la Metalurgia Extractiva*. México: Trillas.

11) Yannopoulos, J.C. (1991). *The Extractive Metallurgy of Gold*. USA: Ed. Van Nostrand Reinhold.

A N E X O S



Ilustración de Análisis Químicos



Ilustración de filtrado de soluciones