

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN – TACNA

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales

**EVALUACIÓN Y OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO
DE CIANURACIÓN DE ORO EN MINERALES
OXIDADOS DE HIERRO EN LA COMPAÑÍA
MINERA CIELO S.A.C. ITE – TACNA**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. JUAN FELIPE NIEVES MORENO

Para Optar el Título Profesional de:

INGENIERO METALURGISTA

TACNA – PERÚ

2 018

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN – TACNA
FACULTAD DE INGENIERÍA

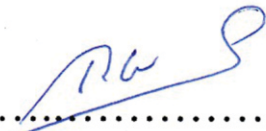
Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales

**“EVALUACIÓN Y OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE CIANURACIÓN
DE ORO EN MINERALES OXIDADOS DE HIERRO EN LA COMPAÑÍA
MINERA CIELO S.A.C. ITE –TACNA”**

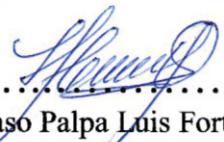
TESIS

Tesis sustentada y aprobada el día 09 de noviembre del dos mil diecisiete por el
Bachiller Juan Felipe Nieves Moreno, siendo el jurado calificador integrado por:

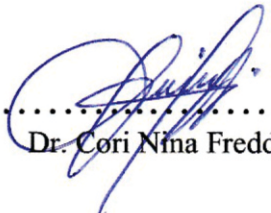
PRESIDENTE


.....
Dr. Tolomeo Raúl Soto Pérez

SECRETARIO


.....
Dr. Caso Palpa Luis Fortunato

VOCAL


.....
Dr. Cori Nina Freddy Felipe

ASESOR


.....
M.Sc. Vivar Colquicocha Matias
Carlos

DEDICATORIA

Esta tesis se la dedico a mi Dios quien siempre está a mi lado a pesar de todo, a mi Madre que ahora está en el cielo, pero es quien supo guiarme por el buen camino, darme fuerzas para seguir adelante y no desmayar con los problemas que se presentaban, enseñándome a encarar las adversidades sin perder nunca la dignidad ni desfallecer en el intento.

A mi esposa que en todos estos años ha sido mi compañera y apoyo para lograr cada meta por pequeña, grande o loca que sea, jamás dejó que me rindiera y estuvo ahí para lo que yo necesité en el momento preciso y me dio a una hermosa hija por quien es más fácil levantarse cada día.

A mi familia por tener un inmenso amor hacia mí y apoyarme en los momentos difíciles, por brindarme no solo su cariño si no también muchas veces los recursos para lograr culminar mis estudios. Mis hermanos me han forjado como persona mientras crecía, mis valores, mis principios, mi carácter, mi empeño, mi perseverancia, mi coraje para perseguir mis objetivos.

AGRADECIMIENTO

En primer lugar, doy definitivamente gracias a Dios, por haberme dado fuerza y valor para culminar esta etapa de mi vida y a mi madre por la confianza y apoyo brindado, que sin duda alguna en el trayecto de mi vida me ha demostrado su amor, corrigiendo mis faltas y celebrando mis triunfos.

A mi esposa Andrea, que durante estos años ha sabido apoyarme para continuar con mis objetivos y nunca renunciar, gracias por su amor incondicional y por su ayuda en mi proyecto y brindarme Samantha nuestra hija, que con su sonrisa y alegría me dio la energía necesaria para no desfallecer ni darme por vencido jamás y con un abrazo renovar mis energías.

A toda mi familia por acompañarme y guiarme todo este tiempo, docentes, compañeros de clase y amigos que me brindaron consejos para no abandonar el camino.

CONTENIDO

DEDICATORIA	III
AGRADECIMIENTO	IV
CONTENIDO	V
ÍNDICE DE TABLAS	IX
ÍNDICE DE FIGURAS	XI
RESUMEN	XIII
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	2
1.1. Descripción del problema	2
1.1.1. Antecedentes del problema	3
1.1.2. Problemática de la investigación	4
1.2. Formulación del problema	4
1.3. Justificación e importancia	5

1.4. Alcances y limitaciones	5
1.5. Objetivos	5
1.5.1. Objetivo general	5
1.5.2. Objetivos específicos	5
1.6. Hipótesis	6
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO	7
2.1. Antecedentes del estudio	7
2.2. Bases teóricas	8
2.2.1. Introducción	8
2.2.2. Propiedades	9
2.2.3. Yacimientos auríferos	11
2.2.4. Agente lixiviante y regulador	13
2.2.5. Fundamentos de la cianuración	15
2.2.6. Termodinámica de la cianuración	21

2.2.7. Efecto en la disolución del oro	23
2.2.8. Métodos de cianuración	27
2.3. Definición de términos	34
CAPÍTULO III MARCO METODOLÓGICO	36
3.1. Tipo y Diseño de la investigación	36
3.2. Población y muestra (según el caso)	36
3.3. Ley del mineral	38
3.4. Operación de variables	38
3.5. Técnicas e instrumentos para recolección de datos	38
3.6. Procesamiento y análisis de datos	39
3.6.1. Pruebas por agitación en botella para determinación de consumo de cianuro	40
3.6.2. Pruebas de lixiviación en columna para determinar la recuperación de oro	45

3.6.3. Pruebas para determinar las variables del proceso de cianuración	47
3.7. Análisis estadístico	50
CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN	51
4.1. Resultados	51
4.2. Discusión	67
4.3. CONCLUSIONES	72
RECOMENDACIONES	73
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	74
ANEXOS	76
A. Análisis de oro en soluciones de cianuración	76
B. Determinación del consumo de cianuro	79
C. Determinación del consumo de álcali	81

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Especificación de cianuro libre en función del pH	14
Tabla 2. Contenido de HCN en función del pH	20
Tabla 3. Características de la lixiviación HEAP LEACHING	32
Tabla 4. Parámetros para proceso de lixiviación en botella	44
Tabla 5. Pruebas de agitación en botellas	51
Tabla 6. Ley y contenido de finos	52
Tabla 7. Porcentaje de extracción	52
Tabla 8. Adición de cianuro de sodio y cal	53
Tabla 9. Condiciones de lixiviación malla 0,635 cm (¼")	57
Tabla 10. Percolación malla 0,635 cm (¼")	58
Tabla 11. Refino malla 0,635 cm (¼")	59
Tabla 12. Porcentaje de recuperación de Au malla 0,635 cm (¼")	60
Tabla 13. Condiciones de lixiviación malla 1,27 cm (½")	62

Tabla 14. Percolación malla 1,27 cm ($\frac{1}{2}$ "	63
Tabla 15. Refino malla 1,27 cm ($\frac{1}{2}$ "	64
Tabla 16. Porcentaje de recuperación de Au malla 1,27 cm ($\frac{1}{2}$ "	65
Tabla 17. Pruebas de cianuración en columnas malla 1,27 cm ($\frac{1}{2}$ " y 0,635 cm ($\frac{1}{4}$ ").	70

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Equilibrio entre HCN y CN ⁻ en función del pH	20
Figura 2. Diagramas de Pourbaix (Au-H ₂ O-CN ⁻) ⁷	22
Figura 3. Esquema de disolución del oro en medio cianuro	23
Figura 4. Lixiviación en pilas	31
Figura 5. Veta de la minera Cielo S.A.C., Ite.	37
Figura 6. Toma de muestra del mineral chancado	37
Figura 7. Variación del pH	53
Figura 8. Consumo de cianuro de sodio	54
Figura 9. Consumo de cal	54
Figura 10. Comparación del consumo de cianuro de sodio y Cal	55
Figura 11. Extracción de valores metálicos en %	55
Figura 12. Ley de oro y plata en solución rica	56
Figura 13. Cinética de lixiviación del mineral para malla 0,635 cm (¼")	61

Figura 14. Cinética de lixiviación del mineral para malla 1,27 cm (½")	66
Figura 15. Contenido de oro en solución	68
Figura 16. Comparación de las curvas de cinética de disolución	71

RESUMEN

La muestra que es materia de estudio, es un mineral oxidado de hierro que contiene oro libre, proveniente de la Compañía Minera Cielo S.A.C. Ite – Tacna.

Durante la caracterización de la muestra, se observa en el mineral la presencia de hematita, magnetita, oro libre, pirita y ganga. También se observa partículas de plata.

El presente trabajo de investigación está orientado a evaluar los minerales oxidados de hierro que contienen oro libre, haciendo varias pruebas, inicialmente de consumo de reactivos, la disolución de oro en soluciones cianuradas y ver la recuperación de oro en tiempo en columnas de lixiviación. En resumen, el consumo de cianuro de sodio es 0,6 kg/t para este tipo de mineral, llegando a recuperaciones mayores del 81,57 % con granulometrías 100 % malla -0,635 cm (-1/4”).

INTRODUCCIÓN

El oro es un elemento poco reactivo y da lugar a un número bastante limitado de compuestos naturales, el oro puede presentarse libre o asociado a otros minerales, los sulfuros en particular, sus dimensiones pueden ser desde micrones hasta centímetros. El procesamiento de los minerales auríferos ha constituido siempre un reto en la minería. Las diferentes formas mineralógicas de las menas acompañantes del oro han complicado en cierta manera los procesos extractivos de este metal valioso, sin embargo, el estudio y la capacitación de las personas que tienen que ver con su procesamiento han permitido afrontar con éxito el tratamiento de menas auríferas.

La Compañía Minera Cielo S.A.C., a partir de estos resultados está instalando una planta de procesado de mineral, actualmente el procesamiento metalúrgico comprende el tratamiento por cianuración en pilas y recuperación de valores por adsorción con carbón activado, desorción, electrodeposición y fundición, para ello se usará también actividades complementarias, como son la reactivación térmica del carbón.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción del problema

En el Perú se encuentran muchos yacimientos mineros polimetálicos acompañados de minerales de oro y plata, donde en algunos casos el mayor componente es el cuarzo en los cuales el oro y plata se encuentran finamente diseminados, y son explotados en diferentes lugares del Perú.

Debido a que a lo largo y ancho del país existe mucha actividad que se dedica a la pequeña y mediana minería, que en muchos casos procesa su mineral en plantas convencionales propios de la zona o realizan procesos no adecuados obteniéndose bajas recuperaciones en oro y plata, no resulta rentable el proceso de extracción. Por lo cual, varios yacimientos mineros con contenidos apreciables de oro y plata se encuentran abandonados y desaprovechamos estos recursos minerales solo por no realizar un proceso metalúrgico apropiado.

Los minerales de oro y plata, acompañados de minerales sulfurados donde el mayor componente es el cuarzo, en la mayoría de los casos presentan resistencia a la recuperación del metal valioso, debido a que los elementos se encuentran diseminados dentro del mineral. Esto requiere una mayor liberación para obtener

una buena recuperación pues en algunos casos existe oro libre que está fuertemente diseminado por lo que se requiere un proceso de pre concentración, previo al proceso convencional de la cianuración, que permita extraer el oro libre.

Es conveniente manejar las variables de operación del proceso de cianuración y luego optimizar el proceso para disminuir el consumo de reactivos o bien para mejorar las recuperaciones de extracción del oro e incrementar su rentabilidad.

1.1.1. Antecedentes del problema

La cianuración es el proceso más aplicado en el mundo, aun el 80 % de las plantas metalúrgicas aplican estas sales para la disolución del oro y la plata. Actualmente se viene empleando este proceso con mucho éxito en el Perú, con buenas recuperaciones y aplicado a minerales con contenidos de oro menores a 1 g/t, es decir empleado en minerales con baja ley para la extracción de oro.

El uso de este proceso de cianuración incluye a minerales oxidados, asociado a minerales sulfurados o arsenosulfurados, oro encapsulado; para algunas mineralogías el proceso de cianuración no permite una buena recuperación, provocando pérdidas de metales valiosos entonces se realiza un

pre tratamiento como la biooxidación que permite liberar parcialmente el oro, una vez expuesto, éste es tratado con menores cantidades de cianuro, resultando ambientalmente favorable y económicamente factible, debido a la mayor recuperación de oro.

1.1.2. Problemática de la investigación

La presencia de oro en minerales de magnetita no es común en el tratamiento para la obtención de oro, se propone el proceso de cianuración para la recuperación de oro de estos minerales oxidados de hierro.

1.2. Formulación del problema

- (1) La cianuración es el proceso más adecuado para los minerales oxidados que contienen partículas de oro menores a 0,02 milímetros, se espera grandes cambios en los próximos años en la aplicación de nuevos reactivos para el tratamiento del oro.
- (2) La condición para cianuración de los minerales oxidados de hierro con presencia de oro libre, es factible si controlamos bien los parámetros del proceso, como la dosificación de reactivos, indicar la aplicación adecuada de consumo del mineral, así evitar la disolución de elementos no deseados.

1.3. Justificación e importancia

El presente estudio de evaluación y optimización está orientado a solucionar un problema tecnológico, ya que la mayoría de las empresas que procesan minerales de oro, buscan la optimización para los valores recuperables del oro.

1.4. Alcances y limitaciones

En la presente tesis de investigación se redacta la justificación del proyecto. Los alcances nos indican con precisión que trata de solucionar un problema de la región, para tratar minerales oxidados de hierro con presencia importante de oro. Las limitaciones no son las pruebas metalúrgicas, se relaciona con el análisis químico de las soluciones cianuradas ricas en oro.

1.5. Objetivos

1.5.1. Objetivo general

Evaluación y optimización de la disolución del oro a partir de minerales oxidados de hierro.

1.5.2. Objetivos específicos

- Determinar el consumo total de reactivos que intervienen en el proceso de cianuración.

- Determinar el porcentaje de recuperación de oro.
- Determinar las variables más importantes del proceso de cianuración.

1.6. Hipótesis

La evaluación y optimización del proceso de cianuración permite mejorar la recuperación de oro a partir de minerales oxidados de hierro.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del estudio

Desde sus primeros usos comerciales en Nueva Zelanda hace más de un siglo, el cianuro ha sido utilizado en todo el mundo en la extracción de oro y plata.

Si bien durante décadas se han investigado productos químicos para reemplazarlo, sigue siendo el único producto de lixiviación utilizado, debido a la combinación de una serie de factores como la disponibilidad, la eficacia, el costo y la posibilidad de utilizarlo con un nivel de riesgo aceptable para los seres humanos y el medio ambiente.

En el año 2 000 había 875 establecimientos de producción de oro y plata, de los cuales 500 eran grandes productores. Más del 90 % de la recuperación de oro del mundo se basa en la utilización de cianuro.

Hay minas de oro y plata en todo el mundo, aunque la producción se está concentrando cada vez más en América del Sur y Australia, en canteras a cielo abierto y lixiviación en montones.

En el año 2 003 se recuperaron en el mundo unas 2 650 toneladas de oro, de las cuales una cuarta parte correspondió a las 20 minas de mayor producción. Si bien ha disminuido la confianza en la industria minera, la demanda mundial de metales, minerales y otras materias primas sigue aumentando permanentemente varios puntos porcentuales por año. (Botz & Mudder, 2004).

Debido al crecimiento del sector minero en los últimos años en la región sur del país, como consecuencia de la consolidación de proyectos mineros, provenientes tanto de inversionistas nacionales como extranjeros la producción de oro en el Perú se ha incrementado considerablemente ubicándose así en el primer productor de oro en Latino América y quinto en el mundo. Por lo indicado, los trabajos de investigación se incrementan para lograr con éxito la recuperación de oro, adecuándose a la variación geológica que muestran los minerales.

2.2. Bases Teóricas

2.2.1. Introducción

El oro junto con la plata, platino, etc., forman el grupo de los metales preciosos. El oro ha ejercido una gran influencia en el poblamiento de algunas regiones, pues la noticia de su existencia ha atraído siempre a millares de personas ansiosas de hacerse ricas rápidamente. Como ente de transacción

económica internacional, el oro ha sido expresado en base a la unidad de quilates; el oro puro tiene por ley 24 quilates.

2.2.2. Propiedades

Las propiedades físicas y químicas del oro.

2.2.2.1. Propiedades Físicas:

Sistema: Cúbico. Hábito: son raros los cristales en forma octaédrica, cúbica o rombo decaédrica; normalmente se presenta como granos muy pequeños e informes, en laminillas difundidas en una matriz de cuarzo o de roca; las formas dendríticas son raras; en los placeres son comunes también los agregados compactos y redondeados, conocidos con el nombre de pepitas.

Color: Amarillo de latón, el oro rico en plata es más pálido, mientras que la impureza de cobre le da un matiz rojizo. Raya: amarilla dorada. Brillo: metálico. Dureza: 2,5. Densidad: 19,3 g/ml.

2.2.2.2. Propiedades Químicas:

Ninguno de los ácidos corrientes ataca al oro. No es soluble en ácido sulfúrico, sulfato férrico, ácido clorhídrico o cloruro férrico. Se disuelve en

una mezcla de ácido nítrico y clorhídrico concentrado (agua regia) y en ácido selénico. También en soluciones de ácido sulfúrico que contienen cloruros y bióxido de manganeso y en tiosulfatos de sodio, potasio, calcio y magnesio.

Las soluciones que llevan oro al estado de cloruro atacan a los carbonatos, calcosina y muchos otros minerales que reducen la acidez y pasando hacia abajo el oro es generalmente depositado como oro amarillo de gran pureza.

El oro no se oxida a la temperatura ordinaria ni al color rojo. La reacción química entre el oro y el cianuro puede expresarse como sigue:



El oro no se combina con el azufre libre; pero forma aleaciones con la mayor parte de los metales, con el mercurio se alea en todas las proporciones formando la amalgama de oro la cual es soluble en mercurio.

De acuerdo a los experimentos de A. D. Brokaw, el oro no se disuelve en HCl, Fe₂(SO₄)₃ o FeCl₃. Se disuelve a 311,15 K de temperatura en una solución concentrada que contiene sulfato férrico y ácido clorhídrico.

Igualmente, se disuelve a la misma temperatura en una solución concentrada de cloruro cúprico y ácido clorhídrico. Las soluciones diluidas no son afectivas en la disolución del oro. Los experimentos de Brokaw han verificado la solubilidad del oro por la acción del cloro nascente en presencia de dióxido de manganeso.

2.2.3. Yacimientos auríferos

El profesor Emmons en su libro titulado: "Gold deposits of the World" clasifica los yacimientos de oro en la siguiente forma.

- **Segregaciones magmáticas:** formadas por la consolidación de magmas fundidas. Estos depósitos se conocen también con el nombre de "orto-magmática".
- **Pegmantas:** formadas por soluciones ígneo-acuosas resultantes de la diferenciación magmática.
- **Depósitos pirometasomáticos:** formados a temperaturas y presiones altas en las rocas invadidas 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 a temperaturas y presiones altas.

- **Depósitos mesotermiales:** filones y depósitos formados por fluidos térmicos a profundidades intermedias a presiones y temperaturas medianas.
- **Depósitos epitermales:** filones y depósitos formados por fluidos térmicos a poca profundidad a temperaturas y presiones relativamente bajas.
- **Depósitos originados por soluciones frías:** formadas por aguas de origen atmosférico que corren por el suelo y disuelven a su paso los metales de las rocas para su precipitación ulterior.
- **Depósitos sedimentarios:** formados por procesos de agradación. Esto se refieren a los placeres de oro.

Muchos sistemas diversos clasifican de otra manera la presencia del oro en el mineral, de cobre, de hierro, de óxido, depósitos basados en una definición empírica que surge principalmente de los rasgos geoquímicos que no especifican el ajuste tectónico, el entorno geológico, o las fuentes de fluido que forma la mena, metales, u otros componentes de mineral. Tales depósitos tienen:

- a) Cu, con o sin Au, como metales económicos.
- b) Estilos hidrotermales de mineral y mandos fuertes estructurales.
- c) Magnetite abundante y/o hematite.

d) Óxidos Fe con Fe/Ti mayor aquellos en las rocas más ígneas.

2.2.4. Agente lixiviante y regulador

2.2.4.1. Cianuro:

La cianuración del oro (también conocida como el proceso de cianuro o el proceso de MacArthur-Forrest) es una técnica metalúrgica para la extracción del oro de un mineral de baja calidad, que busca convertir el oro (insoluble en agua) en aniones metálicos complejos de aurocianida, solubles en agua, mediante un proceso denominado lixiviación. Es el proceso más comúnmente utilizado para la extracción de oro. Debido a la naturaleza venenosa del cianuro, el proceso es muy controvertido y su uso está prohibido en varios países y territorios.

2.2.4.2. Química del cianuro libre

La pérdida de cianuro libre de un sistema por volatilización es uno de los principales mecanismos de atenuación del cianuro. Con el término “cianuro libre” se denominan tanto los iones cianuro CN^- como el cianuro de hidrógeno (HCN).

En disolución acuosa, el cianuro de hidrógeno forma un ácido débil. La relación entre el cianuro de hidrógeno y el ion cianuro puede expresarse por una reacción de hidrólisis:

Esta relación es importante porque en los procesos de extracción de oro por cianuración, que se conducen a un pH de 10,3 (e incluso mayor en algunos casos), la mayor parte del cianuro libre que hay en el agua de la pulpa del proceso o como fluido intersticial en lixiviación en pila está en forma de iones CN. Dado que en los fluidos del proceso la relación HCN/CN es baja. La capacidad de pérdida de cianuro por volatilización es limitada.

Tabla 1
Especificación de cianuro libre en función del pH

pH	HCN (%)	CN (%)
7	>99	<1
8	96	4
9	70	30
9,36 (pK _a)	50	50
10	12	88
11	<1	>99

Fuente: DEMOPOULOS, G.P. 1985

En los sistemas acuosos naturales que tienen valores de pH en el intervalo de 5 a 8,5 la mayor parte del cianuro libre está en forma de HCN y puede perderse por volatilización. El HCN molecular tiene un punto de ebullición bajo y una presión de vapor alta y puede perderse desde la disolución. Especialmente cuando hay una interfaz agua/aire.

Desde el punto de vista práctico, económico o de seguridad, el pH, la disolución debe ser superior a 11 para limitar o prevenir la formación o la pérdida de HCN desde los sistemas acuosos.

2.2.4.3. Cal

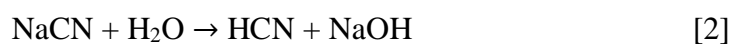
La cal (también llamada cal viva) es un término que designa todas las formas físicas en las que puede aparecer el óxido de calcio (CaO). Se obtiene como resultado de la calcinación de las rocas calizas o dolomías.

El principal uso del CaO o cal viva en la minería, es como reactivo en procesos de flotación de minerales con presencia de sulfuros de cobre o en lixiviación en pilas o tanques con extracción cianurada para minerales auríferos.

2.2.5. Fundamentos de la cianuración

Los cianuros más importantes en este procedimiento son: el de sodio y el calcio. Este último se expende en una forma impura que contiene cerca del 50 % de NaCN equivalente. El de sodio se expende de varias concentraciones desde el 85 hasta el 98 % de NaCN.

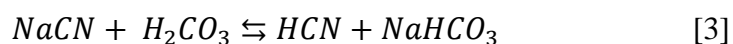
Una solución de cianuro alcalino en agua se hidroliza como sigue:



La extensión hasta donde prosigue esta hidrólisis en las soluciones de cianuro comercial en agua depende principalmente de la cantidad de álcali libre en el cianuro. Si este álcali es apreciable, entonces la descomposición del cianuro podría ser despreciable. En ausencia de álcali libre apreciable la hidrólisis puede retardarse mediante la adición de cal.

La adición de cal a la pulpa con cianuro es una práctica universal, no solamente para evitar pérdidas de cianuro por hidrólisis sino también para neutralizar cualquier constituyente ácido del mineral que de otra manera liberaría ácido cianhídrico.

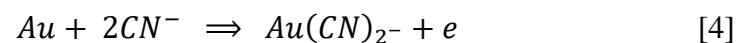
EL ácido carbónico que es más fuerte que el cianhídrico descompone las soluciones de cianuro alcalinos de acuerdo a la siguiente reacción química:



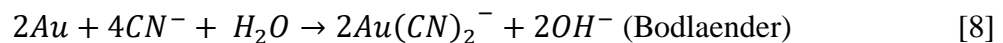
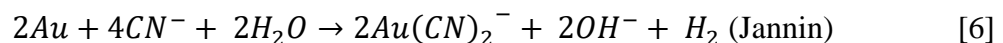
Esta reacción también puede evitarse con el uso de cal u otros álcalis.

2.2.5.1. Disolución de los Metales Preciosos

En su forma más simple la reacción para la disolución de oro metálico en una solución de cianuro es:



Se ha observado en la práctica que el oro no se disuelve sin aireación intensa consecuentemente las siguientes reacciones han sido propuestas para la disolución del oro en soluciones diluidas de cianuro.



Barsky Swainson y Hedley determinaron la energía libre de formación de iones complejos de oro-cianuro y plata-cianuro. De los datos obtenidos ellos calcularon los cambios de energía libre en las diferentes reacciones sugeridas y puntualizaron cuales de ellas son teóricamente posibles bajo condiciones corrientes de cianuración. Para la energía libre del ion aurocianuro $Au(CN)_2$ encontraron un valor de 69,064 calorías. Con otros

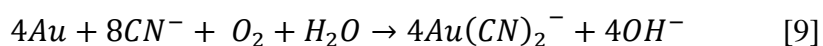
datos disponibles fueron calculadas las constantes de equilibrio para las ecuaciones propuestas anteriormente:

Para la ecuación de Elsner $K = 1\ 066$

Para la ecuación de Jannin $K = 10^{-9,9}$

Para la ecuación Bodlaender $K = 1\ 016$ y $10\ 121$

Sus resultados demostraron que para la ecuación de Elsner la reacción continúa hasta su terminación es decir hasta que prácticamente todo el cianuro es consumido o todo el metal es disuelto. Consecuentemente la ecuación de Elsner es la que realmente expresa la reacción de la disolución del oro en soluciones de cianuro, o sea:

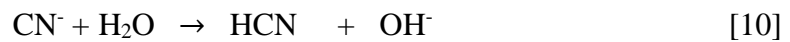


Para la ecuación de Jannin las constantes de equilibrio son tan desfavorables que la formación de hidrógeno puede considerarse imposible bajo las condiciones normales.

Para las ecuaciones de Bodlaender las constantes de equilibrio son favorables consecuentemente las reacciones propuestas son posibles.

2.2.5.2. Hidrólisis del ácido cianhídrico (HCN) y el 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.

En la práctica la adición de cal a la pulpa cianurada es universal, y no solamente previene las pérdidas de cianuro por hidrólisis sino también neutraliza algún constituyente ácido de la mena que podría causar liberación de ácido cianhídrico. La proporción de ácido cianhídrico y del ion cianuro presentes en la solución de cianuración, depende del pH, de la forma siguiente:

Tabla 2
Contenido de HCN en función del pH

pH	HCN (%)	CN ⁻ (%)
8,4	90	10
9,3	50	50
10,2	10	90

Fuente: J. C. Pérez, 2008

Gráficamente, el equilibrio entre ácido cianhídrico (HCN) y el ion cianuro (CN) en función del pH, se presenta en la **Figura 1**.

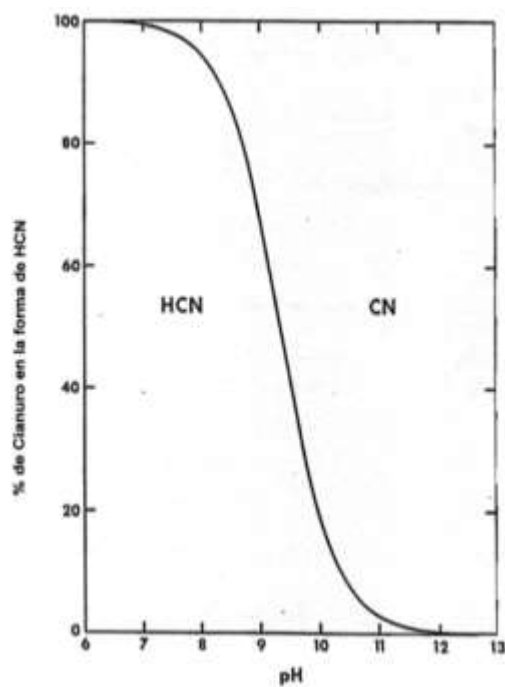


Figura 1. Equilibrio entre HCN y CN⁻ en función del pH
 Fuente: Pérez & Higuera (2008)

2.2.6. Termodinámica de la cianuración

Los diagramas de Pourbaix que relacionan el potencial de óxido-reducción (Eh) del metal con el pH del medio, muestran que compuestos como: $\text{Au}(\text{OH})_3$; AuO_2 ; $(\text{HAuO}_3)^{-2}$ y también el ion $(\text{Au})^{+3}$ 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 $\text{Au-H}_2\text{O-CN}^-$, 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 limitada 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 (Misari, 2010).

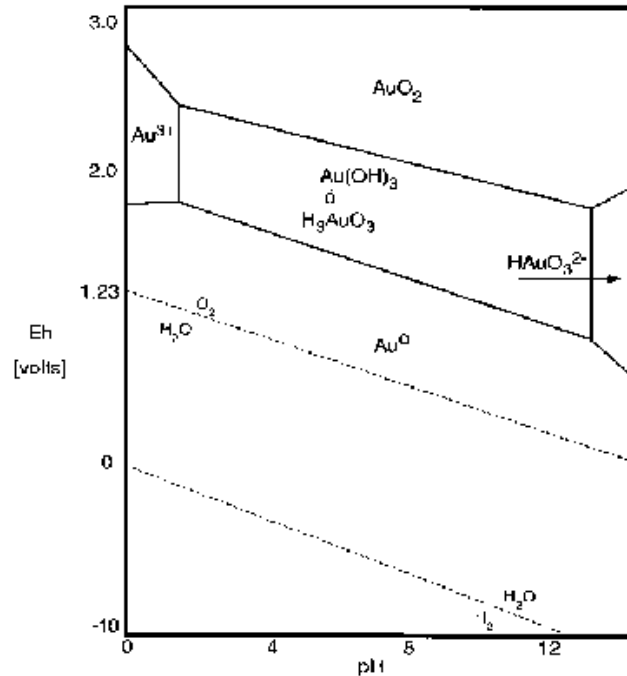
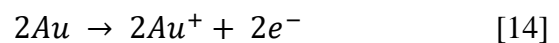
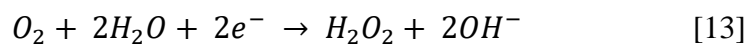


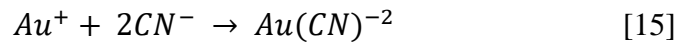
Figura 2. Diagramas de Pourbaix (Au-H₂O-CN-)⁷

Fuente: Misari (2010)

2.2.6.1. 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 figura 3), 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

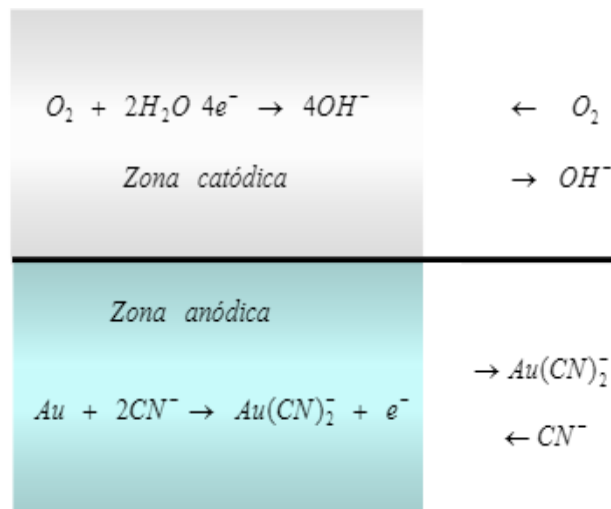
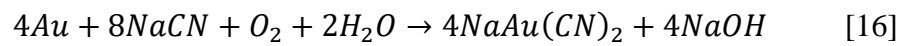


Figura 3. Esquema de disolución del oro en medio cianuro
Fuente: Habashi F. (1999)

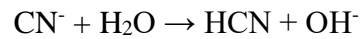
2.2.7. Efecto en la disolución del oro

2.2.7.1. Efecto de la temperatura

Por una parte, el aumento de la temperatura aumenta la velocidad de la reacción, pero por otra reduce la solubilidad de oxígeno en agua. Por lo

tanto, existen dos efectos contrapuestos que conducen a un valor óptimo (técnico) de 85 °C.

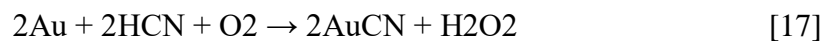
2.2.7.2. Efecto de la concentración de cianuro



El aumento de la concentración de cianuro conduce a la formación de ácido cianhídrico y a una subida del pH.

2.2.7.3. Efecto del pH

Es fundamental evitar la liberación (volatilización) de cianuro como ácido cianhídrico y oxígeno ya que el agua saturada con estos gases ataca al oro con formación de cianuro de oro insoluble.



Y para prevenir su emisión ya que el HCN es altamente tóxico. Disoluciones alcalinas previenen la formación de HCN.

2.2.7.4. Efecto del nitrato de plomo

El Nitrato de plomo puede mejorar la velocidad de lixiviación del oro y la cantidad recuperada, en particular en el procesamiento de minerales oxidados parcialmente.

2.2.7.5. Efecto del oxígeno disuelto

El oxígeno es uno de los reactivos consumidos durante la cianuración, y una deficiencia en el oxígeno disuelto en la solución puede disminuir la velocidad de lixiviación. Aire o gas oxígeno puro puede ser burbujeadado a través del material para aumentar la concentración de oxígeno disuelto (no olvidar que tiene que estar en constante agitación). Contactores material-oxígeno se utilizan para aumentar la presión parcial del oxígeno en contacto con la solución, aumentando así la concentración de oxígeno disuelto mucho más que el nivel de saturación a presión atmosférica. El oxígeno también puede ser añadido dosificando la pasta con solución de peróxido de hidrógeno.

2.2.7.6. Pre-aireación y el lavado del mineral

En algunos minerales, en particular los minerales sulfurados parcialmente, la aireación (antes de la introducción de cianuro) del mineral

en agua con un pH alto puede hacer a elementos como el hierro y el azufre menos reactivos al cianuro, y por lo tanto el proceso de cianuración de oro más eficiente.

La oxidación del hierro a óxido de hierro (III) y posterior precipitación como hidróxido de hierro evita las pérdidas de cianuro, debido a la formación de complejos de cianuro de hierro. La oxidación de los compuestos de azufre a iones de sulfato evita el consumo de cianuro al subproducto tiocianato (CNS^-).

2.2.7.7. Recuperación del oro

Con el fin de disminuir la eficiencia económica, los procesos comunes para la recuperación del oro solubilizado en la solución son (ciertos procesos pueden ser obstáculo para su uso debido a factores técnicos):

- Carbono en el material
- El proceso Merrill-Crowe
- Electrobtencción
- Resina en el material

2.2.8. Métodos de cianuración

2.2.8.1. Método de cianuración tipo “DUMP LEACHING”

Este método consiste en el amontonamiento del mineral tal como sale de la mina, con el menor manipuleo del material, se procesan en gran volumen (millones de toneladas) con camas de una altura de más de 80 metros, su sistema de riego es por goteo con soluciones cianuradas de bajísima concentración, el contenido de oro en los minerales es bajo están alrededor de 1 gramo por tonelada de mineral. Es el caso de Minera Yanacocha y de Minera Pierina.

La recuperación de oro en solución la realizan usando el Merrill Crowe, el cemento de oro y plata obtenido lo funden y lo comercializan.

2.2.8.2. Método de cianuración tipo “HEAP LEACHING”

Este método es similar al Dump Leach, es el apilamiento o lo que es lo mismo formar pilas de mineral para ser rociadas por soluciones cianuradas por el sistema de goteo, aspersion o tipo ducha.

El volumen de material es menor que el Dump pero los contenidos de oro son mayores a 1 gramos por tonelada, lo que permite en la mayoría de las

operaciones Heap una etapa de chancado a un tamaño de ¼ de pulgada al 100 %. En muchas partes del mundo se continúa haciendo Heap leach con chancado del mineral, aprovechando la alta porosidad que tienen los minerales.

La lixiviación en pilas o también denominada lixiviación en montones, es uno de los procesos de tratamiento de mayor utilización en los últimos tiempos en Iberoamérica, esto principalmente motivado por los bajos costos de capital y de operación asociados con este tipo de proceso. Se aplica principalmente a menas de baja ley, altos tonelajes y desmontes.

Los minerales auríferos a tratar con este método deben reunir ciertas características para que se puedan lograr recuperaciones aceptables; tienen que poseer una cierta porosidad natural que permita al cianuro ingresar y reaccionar con el oro contenido en él. En este mismo sentido, las partículas de oro deben ser muy finas, para evitar tiempos excesivos de tratamiento. También deben ser pobres en minerales cianicidas, exentas de materiales carbonaceos, y con pocas cantidades de arcilla.

La lixiviación en pilas, consiste en apilar el mineral, que ha sido triturado a un tamaño de entre 12 y 25 mm, en canchas especialmente

preparadas, dándoles la forma de una pila. La base de la pila, debe ser plana y firme, con una buena compactación y una leve inclinación de $3^{\circ} - 4^{\circ}$ a lo largo de la pila y 1° en uno de sus lados. Está compuesta de capas de baja permeabilidad, que evitan el escape de la solución rica en oro, para esto se utiliza arcilla compactada, geomembrana, asfalto, concreto, en una combinación de capas, para aumentar la seguridad de la operación. Entre las capas de baja permeabilidad se colocan capas de drenaje, compuestas de arenas permeables, que recogerán las fugas de soluciones, y permiten monitorear el estado de las capas de baja permeabilidad.

El método de colocación del mineral para dar forma a la pila, es de suma importancia, pues se deben evitar compactaciones y segregación de los finos, que acarrearían una deficiente percolación de la solución cianurada a través de la pila y por ende, una reducción en la recuperación del oro.

La altura máxima de la pila dependerá, principalmente, de las características de permeabilidad y estabilidad estructural del material a cianurar. Se encuentran alturas de apilamiento entre 5 y >15 m, mientras que se reportan alturas máximas de pilas, producto de varios apilamientos, superiores a 100 m. Los materiales con alta proporción de finos y/o arcillas, requieren un proceso previo de aglomeración con cal y cemento.

La solución cianurada se alimenta a la parte superior de las pilas, en forma similar a los métodos usados para irrigación en agricultura, esto es, por goteo o aspersión, con flujos bajos para evitar la inundación de la parte superior de la pila. Flujos típicos están entre 0,1 - 1 L/m²/min con una concentración de 0,5 a 1 g/L. La solución rica es colectada en la parte inferior de la pila, sobre las capas de baja permeabilidad, fluyendo, mediante gravedad, hacia el sitio de menor inclinación, desde donde se conduce la solución, mediante tubería, al pozo de colección de soluciones (Figura 4)

La cal debe mezclarse con el mineral triturado, previamente a su apilamiento, en especial, si el mineral es un alto consumidor de cal. Es usual adicionar entre 2 y 5 kg cal/tonelada de mineral o lo que se requiera para mantener un pH de entre 10 y 11.

La eficiencia de la cianuración en el proceso de lixiviación en pila, dependerá del grado de liberación o exposición del oro en la partícula de mineral, de la uniformidad del flujo de solución a través de la pila asociada a la homogeneidad del tamaño del mineral en la misma, y de la velocidad de disolución del oro. Se han reportado extracciones de oro entre 50 – 80 % en plantas que usan lixiviación en pilas.

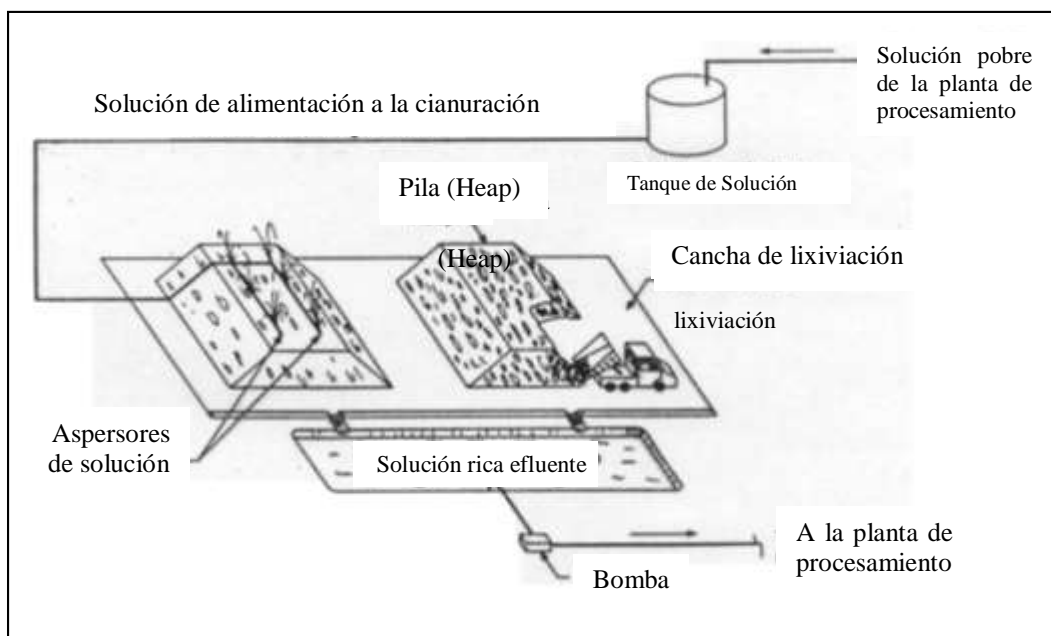


Figura 4. Lixiviación en pilas

Fuente: Vargas (1995)

El oro de las soluciones ricas procedentes de las pilas, es recuperado por cementación en polvo de zinc mediante el proceso Merrill-Crowe, o por adsorción con carbón activado en columnas (CIC) seguido por elución y electrodeposición en viruta de hierro. En vista de la baja concentración de oro en las soluciones de cianuración en pilas, este último método es el más recomendable. Se utiliza una serie de columnas empacadas con carbón activo, que pueden adsorber hasta 10 kg Au/tonelada de cal.

Yanacocha es el ejemplo más representativo de este sistema de lixiviación. Es la empresa aurífera más grande de Iberoamérica, durante el

año 2016 el Gold Mill procesó 5,32 millones de toneladas secas con una ley promedio de 2,65 g/t y una recuperación de oro de 75,6 % obteniendo una producción de oro de 330 000 onzas comparadas con 512 000 onzas en el año 2015. El mineral descargado en las pilas de lixiviación en el año 2016 fue de 27,8 millones toneladas secas, siendo menor que el depositado en el año 2015 que fue 33,2 millones de toneladas secas.

Tabla 3
*Características de la lixiviación **HEAP LEACHING***

Método económico	Minerales de baja ley
Tamaño de partícula	Grueso: salido de mina o triturado
Base	Impermeable, preparada para evitar pérdidas de solución
pH	9,5 - 11,5
Altura de la pila	5 - 15 m
Aplicación de solución	Sistemas de aspersión (riego)
Flujo de percolación	0,1 - 1,0 L/m ² /min
Velocidad de disolución	depende de porosidad
Eficiencia	50 - 80 %

Fuente: Misari (2010)

2.2.8.3. Método de cianuración tipo “VAT LEACHING”

El nombre del método está referido a que el mineral está en un recipiente tipo batea, entonces el Vat Leaching sería el acumulamiento de mineral en una batea o un equivalente que puede ser pozas de concreto o mantas transportables, en el que se agrega las soluciones cianuradas por

inundación, las operaciones pueden ser de diverso tamaño, las leyes en oro deben justificar la molienda, previamente a los riegos de soluciones cianuradas, se realiza una aglomeración al material molido.

Este método mayormente se aplicó a los relaves de amalgamación de la zona, por los costos bajos y la metodología casi artesanal, en el sistema de mantas transportables.

Para el caso de minerales frescos evaluar el costo beneficio frente a una operación continua de agitación carbón en pulpa

2.2.8.4. Método de cianuración por agitación

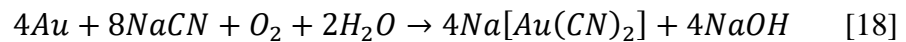
La cianuración por agitación es el método que requiere de la máxima liberación del mineral, para obtener buenas recuperaciones en oro, si el oro es más expuesto a las soluciones cianuradas, mayor será su disolución del oro. La recuperación de oro de las soluciones “ricas” se realiza en dos formas. Una es la del carbón activado (CIP) y la otra técnica es la de precipitar con polvos de zinc (Merril Crowe).

Finalmente, hay que usar algunas técnicas como la desorción del carbón activado, La electro-deposición del oro y la fundición y refinación del oro para obtener el oro de alta pureza

2.3. Definición de términos

- **Proceso de cianuro:** La cianuración del oro (también conocida como el proceso de cianuro o el proceso de MacArthur-Forrest) es una técnica metalúrgica para la extracción de oro de mineral baja calidad, que busca convertir el oro (insoluble en agua) en aniones metálicos complejos de aurocianida, solubles en agua, mediante un proceso denominado lixiviación. Es el proceso más comúnmente utilizado para la extracción de oro.

La reacción química se llama la ecuación de Elsner de la siguiente manera:



Se trata de un proceso electroquímico en el que el oxígeno recoge electrones del oro en una zona catódica, los iones de oro, mientras son rápidamente acomplejados por el cianuro alrededor de la zona anódica para formar el complejo soluble dicianoaurato de sodio.

- **Nitrato de plomo:** El Nitrato de plomo puede mejorar la velocidad de lixiviación del oro y la cantidad recuperada, en particular en el procesamiento de minerales oxidados parcialmente.
- **Minerales oxidados:** La oxidación y otras alteraciones hidrotérmicas permite el rompimiento de la estructura de la roca, incrementando su permeabilidad.

- **Minerales sulfurados:** Asociaciones comunes con piritas, arsenopiritas.
- **Minerales carbonáceos:** Los componentes de carbón adsorben el oro disuelto durante la **lixiviación** (preg-robbing).
- **Oro libre:** Posee bordes de contacto propio con otros minerales, ejemplo: oro en vetillas.
- **Oro encapsulado:** El oro se encuentra alojado al interior de otro mineral de tamaño bastante mayor.
- **Vetas y filones:** El oro se encuentra atrapado dentro de lo no valioso.

CAPÍTULO III

MARCO METODOLÓGICO

3.1. Tipo y Diseño de la investigación

Esta investigación es de tipo aplicativo, ya que se describe el nivel de satisfacción de las pruebas sobre los resultados. Los resultados de este trabajo pueden ser utilizados para pruebas de pilotaje. El diseño de la investigación es de tipo experimental, debido a que se consideró algunas variables de manera intencional con el objetivo de ver cual o cuales serían las consecuencias de los resultados.

3.2. Población y muestra (según el caso)

Los minerales provenientes de la Minera Cielo S.A.C., situada en Ite, fueron trasladados a la Planta Piloto en Tacna, en volquetes de 25 toneladas de capacidad, de diferentes partes de la mina, se pasó por la canchadora primaria 15 toneladas y se depositó en una cancha, luego se muestreo, se homogenizo, y se trasladó 80 kilos de mineral a laboratorio para las pruebas respectivas.



Figura 5. Veta de la minera Cielo S.A.C., Ite.
Fuente: Elaboración Propia (2017)



Figura 6. Toma de muestra del mineral chancado
Fuente: Elaboración Propia (2017)

3.3. Ley del Mineral

El mineral oxidado de hierro que contiene oro libre, tiene una ley promedio de 4,67 g/t de oro y 7,31 g/t de plata, con una humedad del mineral de 5 %. La composición mineralógica es la siguiente: cuarzo, hematitas, magnetitas, limonitas, crisocola.

3.4. Operación de variables

- **Variable independiente:** Consumo de reactivos, granulometría, flujo de riego y concentración.
- **Variable dependiente:** Grado de recuperación del oro.

3.5. Técnicas e instrumentos para recolección de datos

La toma de muestras fue por muestreo sistemático según una regla fija, las muestras se toman en una malla regular, en intervalos regulares tiempo o espacio.

Muestras se toman aleatoriamente dentro de un estrato. Un estrato corresponde a una sección del tiempo o del espacio de tamaño constante.

El muestreo en laboratorio fue por método de caneo y cuarteo. Las muestras son preparadas y cuarteadas hasta obtener una muestra representativa de mineral.

Luego se realiza la molienda de las muestras en molinos para muestras (2 c/u de 3 pies de diámetro x 1 pie de largo), después son embolsados e identificados para ser enviados al laboratorio químico para su análisis.

3.6. Procesamiento y análisis de datos

El presente trabajo se ha realizado con la finalidad de evaluar el consumo de reactivo que es el uso del cianuro en la extracción de los minerales del oro, para lo cual se ha considerado esta prueba para darle al mineral la cantidad de reactivo necesario para la disolución del oro.

Se ha considerado como base los diferentes análisis físico-químicos tomados en los laboratorios realizando un análisis evaluativo del proceso.

Presentamos a continuación una prueba de investigación de lixiviación por agitación y en columnas, que representan las mejores condiciones de trabajo y los resultados obtenidos para este mineral.

3.6.1. Pruebas por agitación en botella para determinación de consumo de cianuro

Materiales, equipos y reactivos

- Probetas
- Matraz Erlenmeyer
- Bureta, pipeta
- Guantes quirúrgicos
- pH:metro
- Balanza analítica
- Botellas de 20 L
- Cal, regulador de pH
- NaCN, agente lixivante
- Rodamina, indicador
- AgNO₃, solución titulante

3.6.1.1. Descripción del procedimiento de las pruebas metalúrgicas

1. Pesar 1 Kg de mineral molido original, 80 % -m 100.
2. Colocar el mineral molido en una botella de agitación y adicionar la cantidad de agua necesaria para completar el porcentaje de sólidos requerido (25 – 40 %).

$$\% \text{ Sólidos} = \frac{\text{Peso de Mineral}}{\text{Peso de Mineral} + \text{Peso de agua}} \times 100 \quad [19]$$

3. Registrar el peso del recipiente con pulpa.
4. Determinar el pH inicial de la pulpa.
5. Ir adicionando la cal necesaria para tener un pH superior a 10,5.
6. Registrar la cantidad de cal adicionada.
7. Dejar la pulpa en agitación por lo menos 30 minutos (aireación), hasta que el pH se estabilice, registrar el valor del pH de trabajo.
8. Adicionar la cantidad de cianuro de sodio de 1 g/L, la concentración de cianuro de sodio utilizada generalmente es de 1 g/L. Esta concentración se mantendrá constante durante toda la experimentación.
9. Realizar controles periódicos de la concentración de cianuro, cal libre y pH. Adicionar la cantidad necesaria de cianuro de sodio para que la concentración inicial permanezca constante. Adicionar cal, si hay deficiencia de esta, o el pH desciende de 10,5. Tomar una muestra de 10 ml para análisis de cianuro libre. Reponer el volumen de solución manteniendo constante el peso de la pulpa.
10. El control del consumo del proceso se realiza a los siguientes tiempos: 0,5; 1; 2; 4; 8 y 24 horas.
11. Una vez concluida la prueba, se procede a dejar todo en orden.

3.6.1.2. Cálculo de la cantidad de cal para 1 kg de mineral de tipo óxido

$$W_{cal} = 1000 \text{ g mineral} \times \frac{0,1 \text{ g de cal}}{50 \text{ g de mineral}} \quad [20]$$

$$W_{cal} = 2 \text{ g cal para 1 Kg mineral}$$

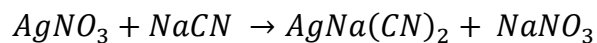
Si el mineral presenta un pH de 7,5 entonces se necesita 2g de cal para lograr elevar el pH a 10,5

- Determinación del % de NaCN libre

$$\%NaCN_{libre} = F(V_{ml} \text{ gastado de } AgNO_3)$$

- Determinación del factor

De acuerdo con la ecuación de neutralización:



Según el balance estequiométrico de $AgNO_3$ y NaCN:

$$F = \frac{W_{AgNO_3} \times 2 PM_{NaCN}}{V_{AgNO_3} \times PM_{AgNO_3} \times V_{Muestra}} \times 100$$

$PM_{AgNO_3} = \text{Peso Molar del Nitrato de Plata} = 169,87 \text{ g/mol}$

$PM_{NaCN} = \text{Peso Molar del Cianuro de Sodio} = 49,0072 \text{ g/mol}$

$V_{Muestra} = \text{Volumen de la Solucion Cianurada} = 1000\text{ml}$

Entonces:

$$F = \frac{(3,26\text{g}) \times (2 \times 49\text{g/mol})}{10\text{g} \times 169,4\text{g/mol} \times 1000\text{ml}} \quad F = \mathbf{0,0188}$$

Por lo tanto, en la primera titulación:

$$\%NaCN_{libre} = 0,0188 (4,2\text{ml})$$

$$\%NaCN_{libre} = 0,079\text{ml}$$

- Condiciones:

Tabla 4

Parámetros para proceso de lixiviación en botella

Laboratorio Metalúrgico – ESME	
CARACTERÍSTICAS	CANTIDAD
Fecha de inicio de las pruebas	6/2/17
Hora de inicio de las pruebas	11:15 pm
Peso seco de la muestra (Kg)	1
Peso del agua (Kg)	2,30
Peso botella vacía (Kg)	1,87
Peso botella con pulpa (Kg)	5,17
Adición de cal (g)	1,61
Consumo de cal (Kg/t)	1,61
Granulometría de la muestra	80 % malla -10
Velocidad de agitación (rpm)	45
Consumo de NaCN (Kg/t)	0,6
Fuerza de CN ⁻ de trabajo (ppm)	60
Finos en cabeza: Au (mg)	6,8700
Finos en cabeza: Ag (mg)	4,0
Cabeza Ensayada de Au (g/t)	6,870
Cabeza Ensayada de Ag (g/t)	4,000
Cabeza Calculada de Au (g/t)	7,14
Cabeza Calculada de Ag (g/t)	4,75
Ripios de Au (g/t)	0,70
Ripios de Ag (g/t)	2,00
Extracción Au (%)	93,7
Extracción Ag (%)	68,8

Fuente: Elaboración Propia (2017)

3.6.2. Pruebas de lixiviación en columna para determinar la recuperación de oro

Materiales, equipos y reactivos

- Probetas
- Matraz Erlenmeyer
- Bureta, pipeta
- Vaso de precipitación
- Balde
- Bombas con regulador de flujo
- Guantes quirúrgicos
- pH:metro
- Columnas de 6" de diámetro y largo de 1,5 m
- Cal , regulador de pH
- NaCN, agente lixivante
- Rodamina, indicador
- AgNO₃, solución titulante.

3.6.2.1. Descripción del procedimiento de las pruebas metalúrgicas

La siguiente es una descripción de una típica operación metalúrgica de lixiviación en columna, si bien existen algunas diferencias operativas mínimas, en general estas operaciones tienen patrones típicos:

- **Chancado:** El mineral procedente de la mina es chancado con el uso de chancadoras de quijadas hasta conseguir un tamaño adecuado, de aproximadamente 1,905cm ($\frac{3}{4}$ ").
- **Aglomeración:** El mineral es mezclado con cemento y cal (para dar alcalinidad protectora), el consumo de cemento que se agrega es 6 kilogramos por tonelada de mineral, la cal dependiendo de la acidez del mineral, es alrededor de un kilogramo por tonelada de mineral. Una vez efectuada una primera mezcla, que en general se hace manualmente, se procede a humedecer la mezcla con la solución de cianuro concentrada alrededor del 80 % de todo el cianuro a usarse en el tratamiento o consumo; el otro 20 % se agrega durante los siguientes días de la operación o lixiviación. Esta etapa de aglomeración se realizó manualmente. El material aglomerado es depositado en la columna de lixiviación, siempre teniendo cierto cuidado de no dañar los "pellets" de material a ser lixiviado.
- **Curado:** Es un reposo de la pulpa, es decir el material con los reactivos ya aglomerado; en esta etapa lo que se hace es dejar el material en reposo para que ocurra la reacción de disolución del oro, y que se dan en un ambiente con presencia de oxígeno (aeróbico), pero también para que el cemento y la cal actúen con las arcillas y los "pellets" tomen consistencia.

Generalmente el tiempo de reposo que se considero fue de 24 horas desde que se concluyó el llenado en la columna, y es en esta etapa donde se disolverá alrededor del 90 % de todo el oro que se ha de disolver durante toda la operación. Solo un 10 % se disolverá en el resto del tiempo de la operación. Considerar que no se trata del oro total contenido en el material, sino de solo aquel que se ha de disolver.

- **Riego:** Esta etapa consiste en riegos sucesivos para extraer el oro disuelto y (disolver alrededor del 10 % del total soluble), El riego es necesarios para disminuir la concentración del oro de la solución, solución que es retenida en el mineral aglomerado como humedad, esta humedad del material es aproximadamente de 18 %. La concentración de cianuro de sodio para este es de 1 %.

3.6.3. Pruebas para determinar las variables del proceso de cianuración

En estas pruebas metalúrgicas de lixiviación en columnas se requirió pruebas a diferentes tamaños granulométricos.

Para eso se realizó una selección de mallas para cada tamaño, luego mediante el cuarteo se pasó el mineral de cabeza por cada malla determinada.

Para la realización del presente proyecto se seguirá el siguiente procedimiento:

3.6.3.1. Curado

- Se tomó en cuenta la densidad aparente, el porcentaje de humedad y el peso del mineral.
- Luego determinamos los consumos la cantidad de mineral en total, tomamos los consumos obtenidos en la lixiviación en botellas.
- Se trabajó a una concentración de 85,5 kg NaCN/tonelada de mineral.
- Cantidad de mineral utilizado sería 60 kg, ya que se utilizó 20 kg para cada columna de lixiviación.
- Realizando los cálculos sería:
 - Para el curado se utilizó el 60 % del NaCN.
 - Cantidad de agua a utilizar es el 10 %.
- Una vez hecho los cálculos de cantidades a utilizar se procedió a la preparación de la solución lixivante y separamos cantidades iguales de solución lixivante para cada tamaño granulométrico de mineral.
- Luego en una carretilla con un plástico impermeable se depositó el mineral.
- Echando la solución lixivante anteriormente preparada, esparcimos la solución lixivante y mezclamos bien hasta que todo el material este húmedo.
- Este proceso es para cada tamaño granulométrico de mineral.

- Terminado esto pusimos el plástico impermeable con el material de cada tamaño en el suelo y dejamos curando 24 horas.
- Una vez terminado el tiempo de curado se procede a determinar la densidad aparente respectivamente.

3.6.3.2. Lixiviación en columna

- Una vez pasadas las 24 horas se cargó el material a las columnas de lixiviación respectivamente y se colocó una malla circular de saco encima del lecho del mineral para que se disipen las gotas por todo el diámetro de la columna.
- Se midió la altura inicial que ocupa el mineral en cada columna.
- Se tienen 3 envases acondicionados en la parte superior de las columnas, se echó 10 litros de solución para cada envase, esta solución fue preparada de la siguiente forma.
 - Se preparó a una concentración de 200 ppm de solución lixivante de NaCN.
 - Se dejó goteando con un flujo de 8 ml/min, luego de esto se esperó la caída de la primera gota de solución de cada columna.
 - Las condiciones de la lixiviación en columna para las mallas 0,635 cm ($\frac{1}{4}$ ") están dadas en la **Tabla 9** y para la malla de 1,27 cm ($\frac{1}{2}$ ") en la **Tabla 13**.

3.7. Análisis estadístico

Se aplicó el diseño experimental de análisis factorial, identificado en tres variables para optimizar parámetros del proceso de cianuración por agitación, cuyas variables fueron: tiempo, consumo de reactivo, granulometría.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Resultados

Las pruebas de agitación en botellas se trabajaron a granulometría 80 % pasante la malla 10. Con respecto a las pruebas de lixiviación en columnas se consideró granulometría de 100 % malla 1,27 cm ($\frac{1}{2}$ "") y 0,635 cm ($\frac{1}{4}$ ""), estos datos se mostraron en la **Tabla 4**. Los resultados de las pruebas de cianuración en botellas se muestran en las siguientes Tablas.

Tabla 5
Pruebas de agitación en botellas

Tiempo de Agitación (h)	PARÁMETROS		
	CN ⁻ (ppm)	pH Inicial	pH Final
0	0	7,3	10,4
2	58,0	10,5	10,6
4	56,0	10,4	10,6
10	54,0	10,5	10,5
24	50,0	9,9	10,4
48	42,0	9,85	10,4
72	26,2	9,8	10,3
96	22,0	9,8	10,0
TOTAL	22,0		

Fuente: Elaboración Propia (2017)

Tabla 6*Ley y contenido de finos*

Tiempo de Agitación (h)	Ley Pregnant (ppm)		Contenido de Finos (mg)	
	Au	Ag	Au	Ag
0	0,00	0,00	0,00	0,00
2	0,24	9	0,55	0,46
4	0,69	5	1,59	1,30
10	0,90	4	2,07	1,60
24	1,20	3	2,76	1,90
48	2,24	2	5,15	2,20
72	2,67	1	6,14	2,70
96	2,80	0,2	6,44	2,75
TOTAL			6,44	2,75

Fuente: Elaboración Propia (2017)

Tabla 7*Porcentaje de extracción*

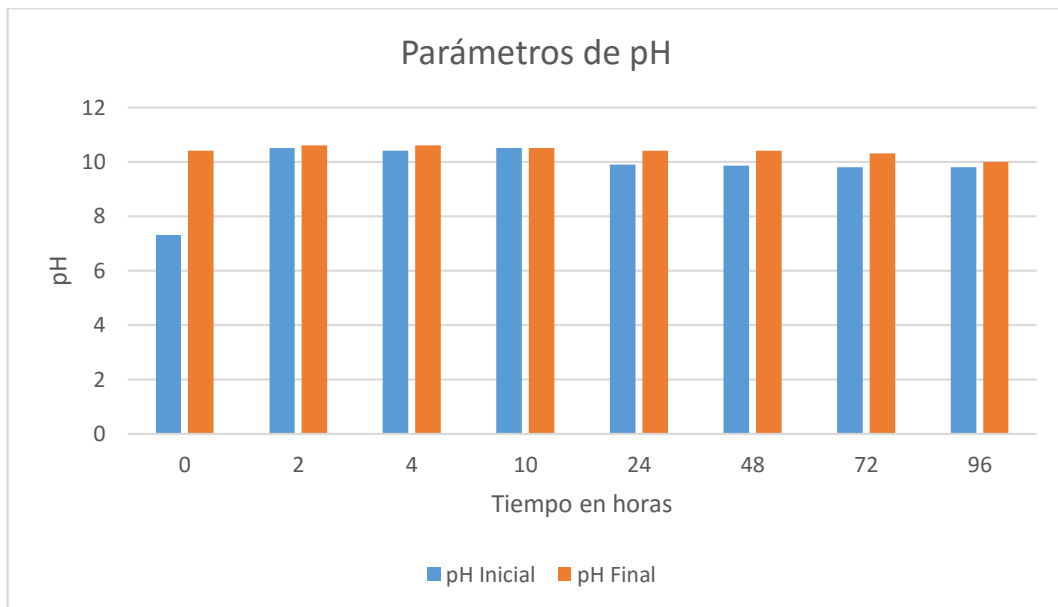
Tiempo de Agitación (h)	EXTRACCIÓN (%)	
	Au	Ag
0	0,0	0,0
2	8,0	11,5
4	29,7	32,5
10	38,1	40,0
24	40,2	47,5
48	75,0	55,0
72	89,4	67,5
96	93,7	68,8
TOTAL	93,7	68,8

Fuente: Elaboración Propia (2017)

Tabla 8*Adición de cianuro de sodio y cal*

Tiempo de Agitación (h)	Adición de NaCN		Adición de Cal	
	(g)	(kg/t)	(g)	(kg/t)
0	0,34	0,34	0,50	0,50
2	0,04	0,04	0,20	0,20
4	0,02	0,02	0,10	0,10
10	0,01	0,01	0,01	0,01
24	0,06	0,06	0,30	0,30
48	0,09	0,09	0,30	0,30
72	0,08	0,08	0,20	0,20
96	0,03	0,03	0,00	0,00
TOTAL	0,66	0,66	1,61	1,61

Fuente: Elaboración Propia (2017)

**Figura 7.** Variación del pH

Fuente: Elaboración Propia (2017)

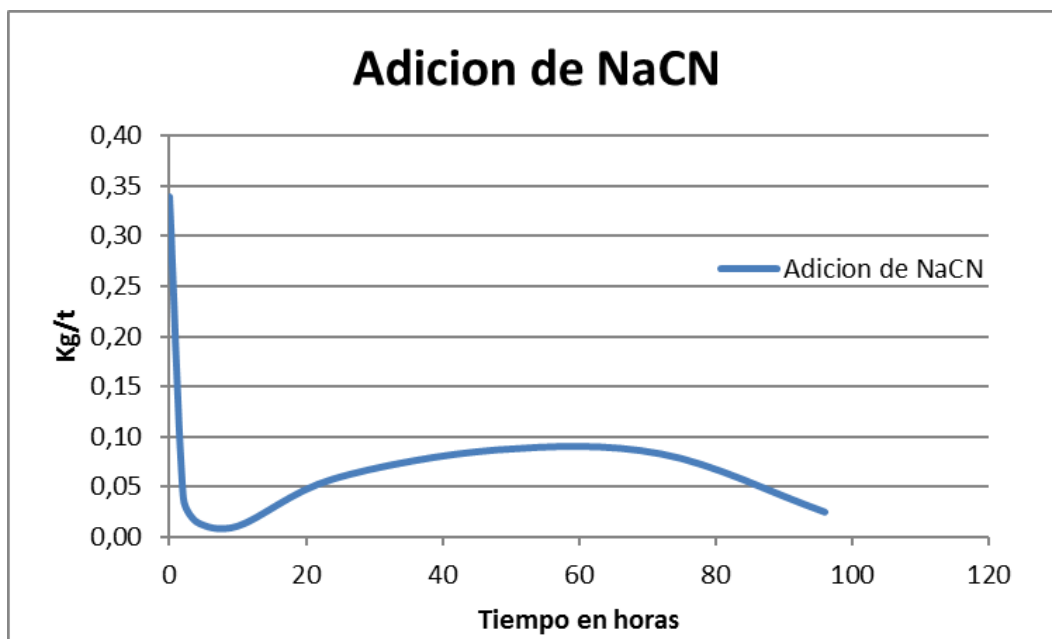


Figura 8. Consumo de cianuro de sodio
Fuente: Elaboración Propia (2017)

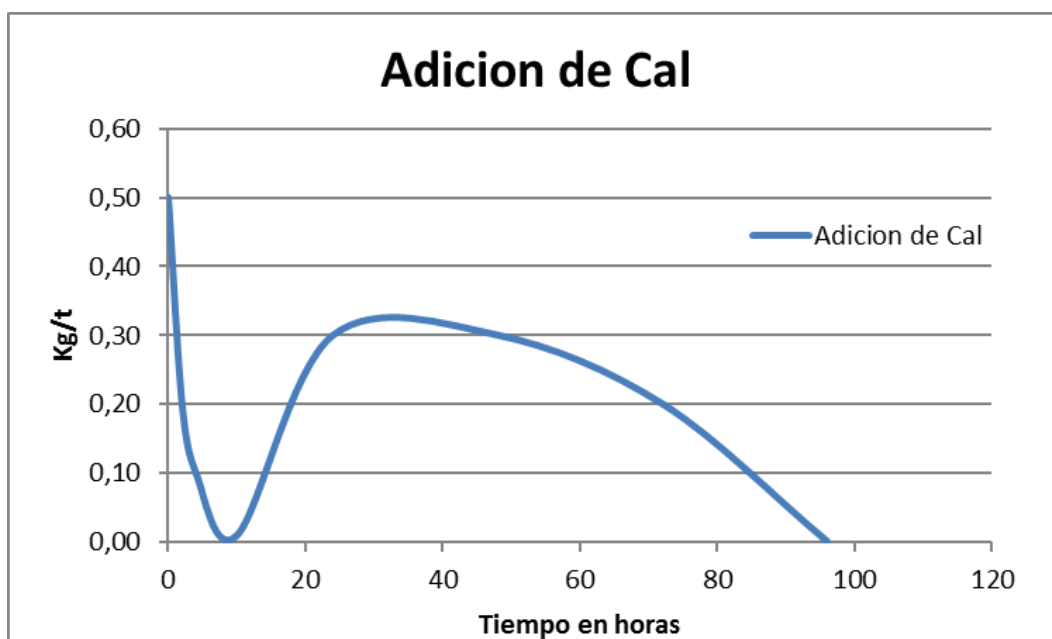


Figura 9. Consumo de Cal
Fuente: Elaboración Propia (2017)

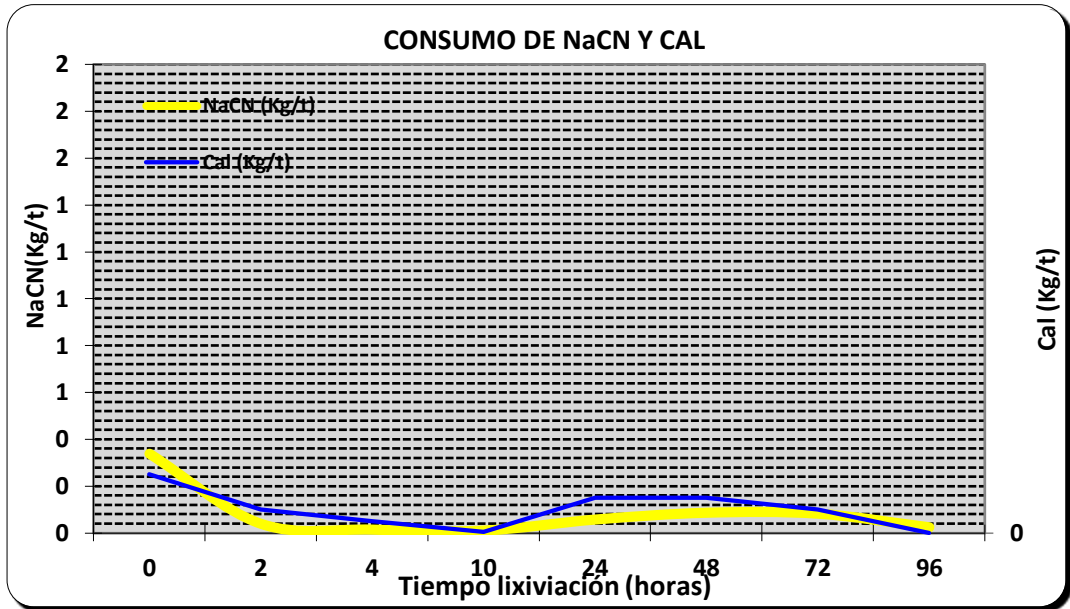


Figura 10. Comparación del consumo de cianuro de sodio y cal
Fuente: Elaboración Propia (2017)

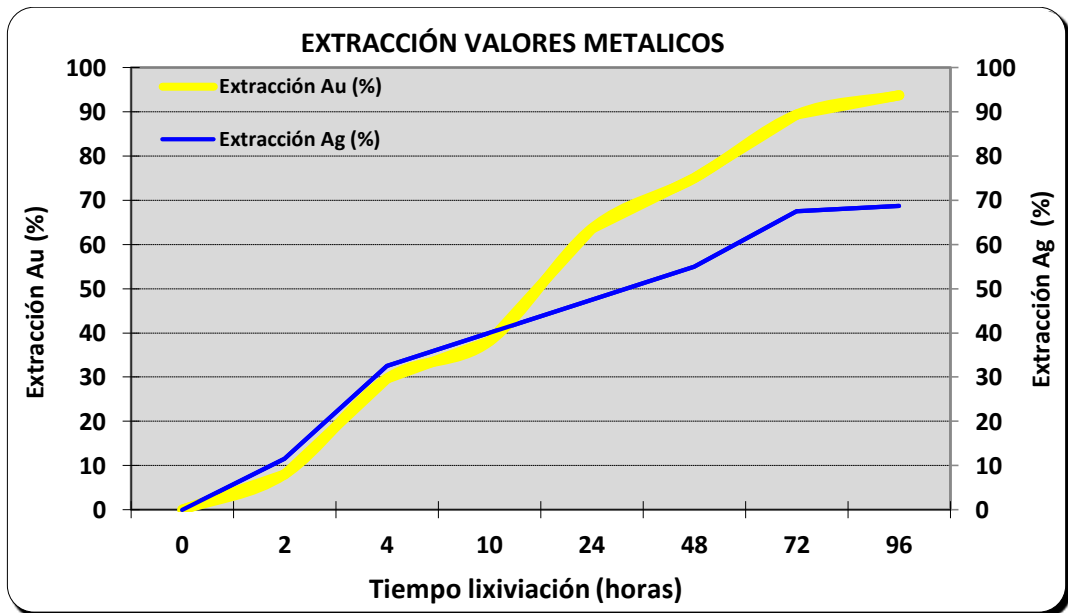


Figura 11. Extracción de valores metálicos en %
Fuente: Elaboración Propia (2017)

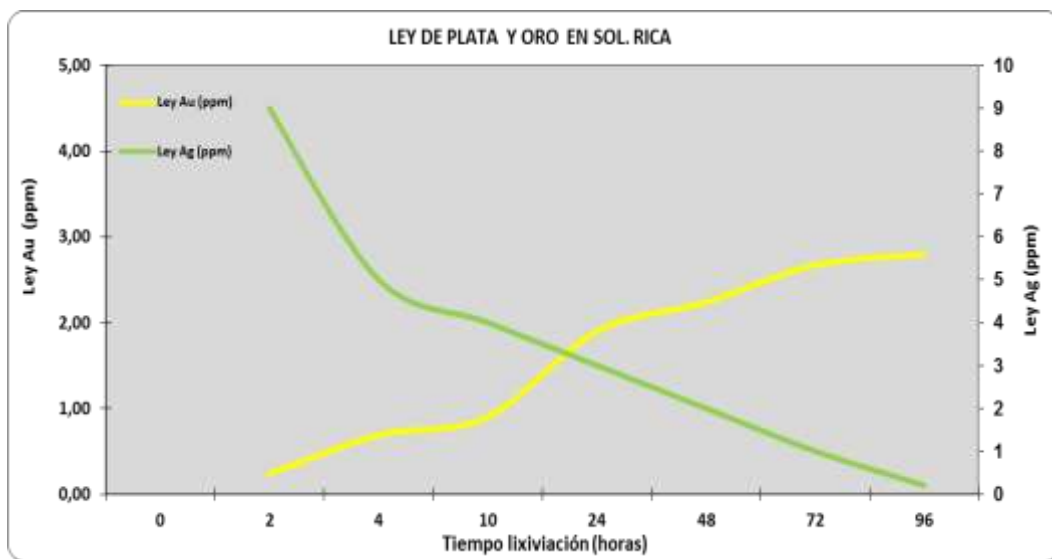


Figura 12. Ley de oro y plata en solución rica
Fuente: Elaboración Propia (2017)

Los resultados de las pruebas de cianuración en columnas con malla de 0,635 cm (1/4") se muestran de la **Tabla 9** a la **Tabla 12**:

Tabla 9

Condiciones de lixiviación malla 0,635 cm (1/4")

Condiciones de Lixiviación en Columna Malla 0,635 cm (1/4")		
Riego	Continuo	
Densidad de riego	10	L/h.m ²
Diámetro de columna	0,1524	m
Área expuesta de mineral	0,0182	m ²
Peso de Mineral	28	Kg
Tamaño de partícula	-0,25	Pulgada
Peso específico	2,58	N/m ³
Densidad de mezcla	1,913	Kg/m ³
% Finos	35,20	%
% Au Total	6,87	g/t
% Au soluble	6,294	g/t
Au T en columna	0,192	g
Au soluble en columna	0,176	g

Fuente: Elaboración Propia (2017)

Tabla 10*Percolación malla 0,635 cm (¼")*

Tiempo		Percolación (PLS)		
Horas	Horas Acum.	Volumen	Au (g/L)	Au (g)
8	8	0,50	0,01550	0,00775
16	24	2,00	0,01232	0,02464
24	48	3,10	0,00912	0,02827
24	72	3,10	0,00702	0,02176
24	96	3,15	0,00543	0,01710
24	120	3,18	0,00443	0,01409
24	144	3,19	0,00281	0,00896
24	168	3,20	0,00181	0,00579
24	192	3,20	0,00130	0,00416
24	216	3,20	0,00120	0,00384
24	240	3,20	0,00100	0,00320
24	264	3,10	0,00090	0,00279
24	288	3,10	0,00065	0,00202
24	312	3,10	0,00030	0,00093
24	336	3,20	0,00140	0,00045
24	360	3,10	0,00006	0,00019
24	384	3,20	0,00003	0,00010
24	408	3,20	0,00002	0,00006
24	432	3,22	0,00001	0,00000

Fuente: Elaboración Propia (2017)

Tabla 11
Refino malla 0,635 cm (1/4")

Tiempo		Volumen	Refino	
Horas	Horas Acum.		Au	Au (g)
8	8	1,46	0,00002	0,00003
16	24	2,92	0,00003	0,00009
24	48	3,90	0,00003	0,00013
24	72	3,90	0,00002	0,00007
24	96	3,90	0,00002	0,00005
24	120	3,90	0,00002	0,00007
24	144	3,90	0,00002	0,00006
24	168	3,90	0,00005	0,00020
24	192	3,90	0,00006	0,00023
24	216	3,90	0,00006	0,00023
24	240	3,90	0,00003	0,00012
24	264	3,90	0,00004	0,00016
24	288	3,90	0,00006	0,00023
24	312	3,90	0,00006	0,00023
24	336	3,90	0,00006	0,00023
24	360	3,90	0,00003	0,00012
24	384	3,90	0,00001	0,00004
24	408	3,90	0,00001	0,00004
24	432	3,90	0,00000	0,00000

Fuente: Elaboración Propia (2017)

Tabla 12*Porcentaje de recuperación de Au malla 0,635 cm (¼")*

Tiempo		Recuperación de Au				
Horas	Horas Acum.	Rec. Au (g)	Au Total %	Au Sol %	Au Sol Acum.	Au Total Acum. %
8	8	0,00772	5,072	4,379	4,38	5,07
16	24	0,02455	16,132	13,929	18,31	21,20
24	48	0,02814	18,496	15,969	34,28	39,70
24	72	0,02170	14,258	12,311	46,59	53,96
24	96	0,01705	11,205	9,675	56,26	65,16
24	120	0,01401	9,210	7,952	64,22	74,37
24	144	0,00891	5,853	5,053	69,27	80,23
24	168	0,00560	3,678	3,176	72,44	83,90
24	192	0,00393	2,580	2,228	74,67	86,48
24	216	0,00361	2,370	2,046	76,72	88,85
24	240	0,00308	2,026	1,749	78,47	90,88
24	264	0,00263	1,731	1,495	79,96	92,61
24	288	0,00178	1,170	1,011	80,97	93,78
24	312	0,00070	0,457	0,395	81,37	94,24
24	336	0,00021	0,141	0,121	81,49	94,38
24	360	0,00007	0,045	0,039	81,53	94,42
24	384	0,00006	0,037	0,032	81,56	94,46
24	408	0,00003	0,016	0,014	81,57	94,48
24	432	0,00000	0,000	0,000	81,57	94,48

Fuente: Elaboración Propia (2017)



Figura 13. Cinética de lixiviación del mineral para malla 0,635 cm (¼")
Fuente: Elaboración Propia (2017)

Los resultados de las pruebas de cianuración en columnas con malla de 1,27 cm (½”) se muestran de la **Tabla 13** a la **Tabla 16**:

Tabla 13

Condiciones de lixiviación malla 1,27 cm (½”)

Condiciones de lixiviación en columna malla 1,27 cm (1/2")		
Riego	Continuo	
Densidad de riego	10	L/h.m ²
Diámetro de columna	0,1524	m
Área expuesta de mineral	0,0182	m ²
Peso de Mineral	28	Kg
Tamaño de partícula	-0,5	Pulgada
Peso específico	2,58	N/m ³
Densidad de mezcla	1,913	Kg/m ³
% Finos	35,20	%
% Au Total	6,87	g/t
% Au soluble	6,294	g/t
Au T en columna	0,192	g
Au soluble en columna	0,176	g

Fuente: Elaboración Propia (2017)

Tabla 14
Percolación malla 1,27 cm (½")

Tiempo		Percolación (PLS)		
Horas	Horas Acum.	Volumen	Au (g/L)	Au (g)
8	8	0,50	0,01550	0,00775
16	24	2,00	0,01232	0,02464
24	48	3,10	0,00912	0,02827
24	72	3,10	0,00702	0,02176
24	96	3,15	0,00543	0,01710
24	120	3,18	0,00443	0,01409
24	144	3,19	0,00281	0,00896
24	168	3,20	0,00181	0,00579
24	192	3,20	0,00130	0,00416
24	216	3,20	0,00120	0,00384
24	240	3,20	0,00100	0,00320
24	264	3,10	0,00090	0,00279
24	288	3,10	0,00065	0,00202
24	312	3,10	0,00030	0,00093
24	336	3,20	0,00140	0,00045
24	360	3,10	0,00006	0,00019
24	384	3,20	0,00003	0,00010
24	408	3,20	0,00002	0,00006
24	432	3,22	0,00001	0,00000

Fuente: Elaboración Propia (2017)

Tabla 15*Refino malla 1,27 cm (½")*

Tiempo		Volumen	Refino	
Horas	Horas Acum.		Au	Au (g)
8	8	1,46	0,00001	0,00001
16	24	2,92	0,00001	0,00003
24	48	3,90	0,00003	0,00013
24	72	3,90	0,00002	0,00007
24	96	3,90	0,00001	0,00004
24	120	3,90	0,00002	0,00007
24	144	3,90	0,00002	0,00006
24	168	3,90	0,00005	0,00020
24	192	3,90	0,00006	0,00023
24	216	3,90	0,00006	0,00023
24	240	3,90	0,00003	0,00012
24	264	3,90	0,00004	0,00016
24	288	3,90	0,00005	0,00020
24	312	3,90	0,00005	0,00020
24	336	3,90	0,00005	0,00020
24	360	3,90	0,00003	0,00012
24	384	3,90	0,00002	0,00008
24	408	3,90	0,00001	0,00004
24	432	3,90	0,00000	0,00000

Fuente: Elaboración Propia (2017)

Tabla 16*Porcentaje de recuperación de Au malla 1,27 cm (½")*

Tiempo		Recuperación de Au				
Horas	Horas Acum.	Rec. Au (g)	Au Total %	Au Sol %	Au Sol Acum.	Au Total Acum. %
8	8	0,00779	5,460	4,418	4,42	5,46
16	24	0,02637	18,495	14,964	19,38	23,96
24	48	0,02611	18,313	14,816	34,20	42,27
24	72	0,02073	14,541	11,765	45,96	56,81
24	96	0,01458	10,225	8,273	54,24	67,03
24	120	0,00923	6,470	5,235	59,47	73,50
24	144	0,00552	3,872	3,133	62,60	77,38
24	168	0,00365	2,556	2,068	64,67	79,93
24	192	0,00406	2,845	2,302	66,97	82,78
24	216	0,00375	2,630	2,128	69,10	85,41
24	240	0,00276	1,938	1,568	70,67	87,35
24	264	0,00164	1,153	0,933	71,60	88,50
24	288	0,00131	0,915	0,741	72,34	89,41
24	312	0,00077	0,537	0,434	72,78	89,95
24	336	0,00015	0,102	0,083	72,86	90,05
24	360	0,00007	0,048	0,039	72,90	90,10
24	384	0,00009	0,061	0,049	72,95	90,16
24	408	0,00003	0,018	0,014	72,96	90,18
24	432	0,00000	0,001	0,001	72,96	90,18

Fuente: Elaboración Propia (2017)

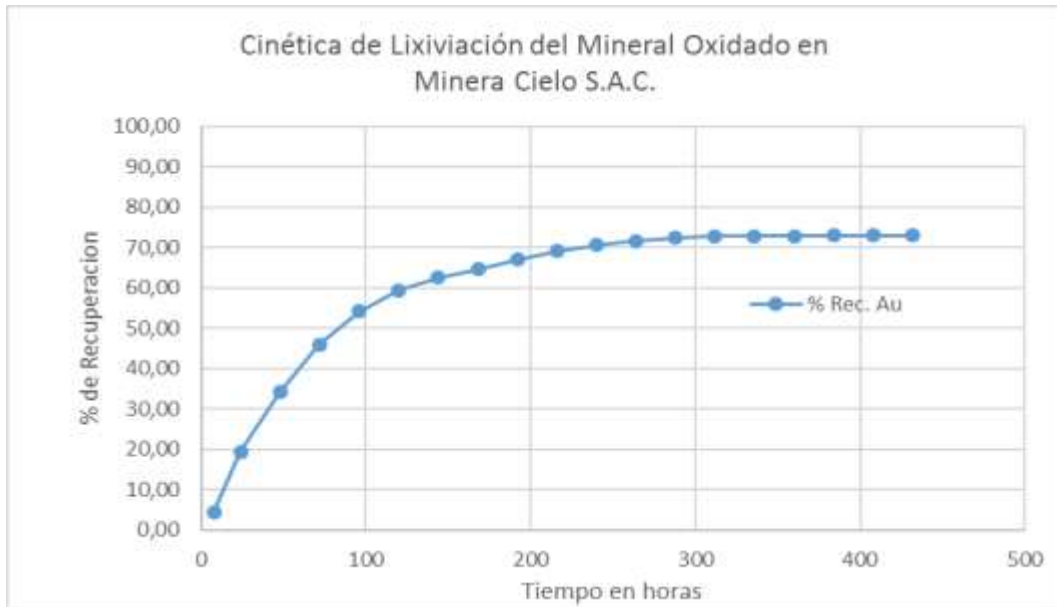


Figura 14. Cinética de lixiviación del mineral para malla 1,27 cm (½")
Fuente: Elaboración Propia (2017)

4.2. Discusión

4.2.1. Discusión del consumo de cianuro

Por las características del mineral aparentemente se esperaba un consumo mayor, pero debido al bajo contenido de cobre, y la reacción de los óxidos de hierro, el consumo es el adecuado, con respecto a la cal no supera los 2 kg/t. Esto nos permitirá tener una buena recuperación de oro.

4.2.2. Análisis de las curvas de cinética de disolución en agitación en botella

En la **Figura 15**, se representan gráficamente las curvas de recuperación en solución a partir de los valores analíticos de oro presentes en las soluciones cianuradas, para el caso de las muestras de 02; 04; 10; 24; 48; 72 y 96 horas respectivamente.

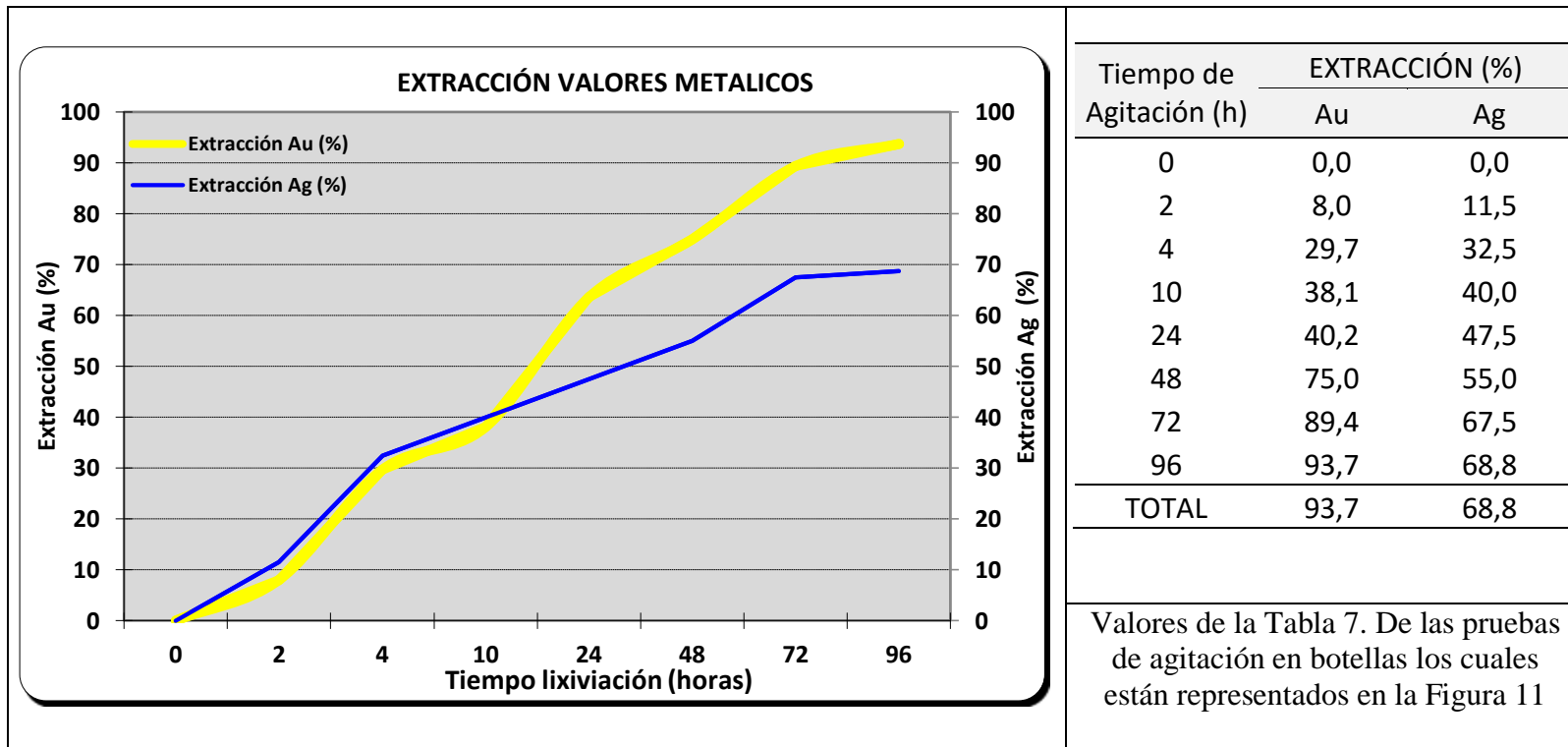


Figura 15. Contenido de oro en solución
Fuente: Elaboración Propia (2017)

4.2.3. **Discusión de las curvas de cinética de disolución de las pruebas en columna**

Después de ver las recuperaciones de oro en las pruebas de agitación en botella, se considera hacer pruebas en columnas inicialmente con una granulometría de 1,27 cm ($\frac{1}{2}$ ”), como las recuperaciones son bajas, iniciamos las pruebas en granulometría de 0,635 cm ($\frac{1}{4}$ ”), mejorando la recuperación en un 8,6 %. Ver la **Figura 13** y **Figura 14**.

La investigación permitirá al mismo tiempo, mejorar el estudio de la disolución con cianuro de sodio, analizando las variables que afectan al proceso.

Tabla 17
Pruebas de cianuración en columnas malla 1,27 cm (1/2 ") y 0,635 cm (1/4 ").

Tiempo	Recuperación Au (1/4")	Recuperación Au (1/2")
Horas	%	%
8	4,38	4,42
24	18,31	19,38
48	34,28	34,20
72	46,59	45,96
96	56,26	54,24
120	64,21	59,47
144	69,27	62,60
168	72,44	64,67
192	74,67	66,97
216	76,72	69,10
240	78,47	70,67
264	79,96	71,60
288	80,97	72,34
312	81,37	72,78
336	81,49	72,86
360	81,53	72,90
384	81,56	72,95
408	81,57	72,96
432	81,57	72,96

Fuente: Elaboración Propia (2017).

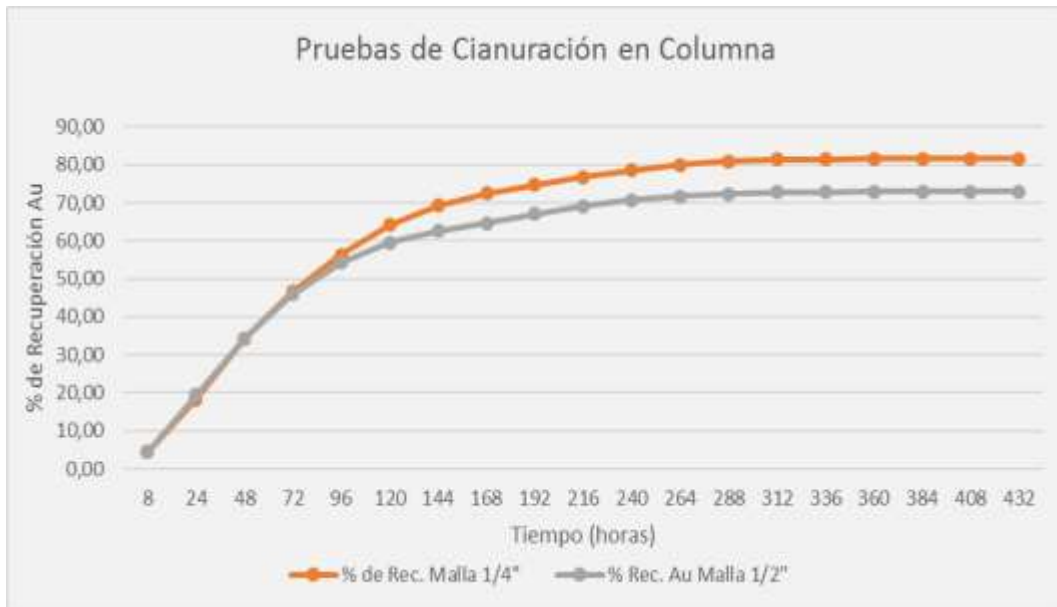


Figura 16. Comparación de las curvas de cinética de disolución
Fuente: Elaboración Propia (2017)

4.3. CONCLUSIONES

El mineral de la Minera Cielo S.A.C. Se puede procesar por el método de cianuración para recuperar el oro.

Se aprecia que este mineral presenta un buen porcentaje de recuperación de oro, un 81,57 %, a una granulometría 100 % para una malla de -0,635 cm (-1/4”), y en un tiempo de lixiviación de 280 horas.

El consumo de cianuro es de 0,6 kg/t y el de cal es de 1,61 kg/t para este mineral oxidado de hierro que contiene oro.

RECOMENDACIONES

- 1) Se recomienda hacer pilotaje en un módulo de 5 000 toneladas de mineral, para el diseño de la planta de beneficio.
- 2) El diseño de la planta de beneficio debe ser echo por un metalurgista, con experiencia en diseño y en proceso. Así garantizar la producción diaria de la planta.
- 3) En el estudio, se usa una muestra que es el resultado del cuarteo, de los lotes en cancha, tal como se realizó en el presente trabajo, debe considerarse para los otros lotes seguir el mismo procedimiento para su evaluación.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Ballester, A., Sancho, J., & Verdeja, L. F. (2000). *Metalurgia Extractiva* (Vol. 2). Madrid, España: Síntesis S.A.
- Botz, M., & Mudder, T. I. (2004). Fundacion para el Desarrollo de la Minería Argentina. *FUNDAMIN*. Buenos Aires, Argentina. Obtenido de <http://fundamin.com.ar/index.php/component/content/article?id=30>
- Brokaw, A. D. (Mayo-Junio de 1910). The Solution of Gold in the Surface Alterations of Ore Bodies. *18, 4*, 321-326. *The Journal of Geology*. Obtenido de <https://www.jstor.org/stable/30079343.pdf>
- Demopoulos, G. P. (April 30 - May 2 de 1987). Mineralogical and technological aspects of gold extraction from refractory ores. *Presented at the Professional Development Seminar in "Mineral Processing of Gold Ores"*. Québec, Canada: McGill University.
- Habashi, F. (1-3 de Mayo de 1985). Processing of Gold Ores. Montreal, Canada: McGill University.
- Habashi, F. (1999). *A Textbook of Hidrometallurgy* (Segunda ed.). Québec, Canada: Metallurgie Extractive Québec.
- Higuera Cobos, Ó. F., & Pérez Dominguez, J. C. (Julio-Diciembre de 2008). Comportamiento Electroquímico del Cianuro. *Revista Científica Ingeniería*

y *Desarrollo*(24). Obtenido de
<http://rcientificas.uninorte.edu.co/index.php/ingenieria/index>

Hutchison, I., Kiel, J., & Van Zyl, D. (1988). *Introduction to evaluation, Design and Operation of Precious Metal Heap Leaching Projects*. Littleton, Colorado, Estados Unidos: Society of Mining Engineers.

Misari, F. S. (2010). *Metalurgia del Oro*. Lima, Perú: San Marcos.

Palomino Isidro, R. E. (2006). *Compañía Peruana de uso Minero Ecológico y Tecnico. Asesores y Consultores Expertos en Salud, Seguridad, Medio Ambientes y Producción*. Lima, Perú.

Vargas, J. (1995). *Metalurgia del Oro y la Plata*. Lima, Perú: San Marcos.

ANEXOS

Métodos analíticos usados:

A. Análisis de oro en soluciones de cianuración

1. Métodos de evaporación empleando cápsula de plomo

- Se evapora el líquido y se analiza el oro en el residuo
- Se evapora en un vaso 50 a 200 cc de solución de cianuración hasta reducir su volumen a 30 cc aproximadamente.
- Se trasvasa la solución a una cápsula de plomo fabricada en el mismo laboratorio.
- El contenido de la cápsula se evapora a sequedad cuidadosamente para que no se pierda nada.
- Una vez completada la evaporación se funde la cápsula entera en un crisol de arcilla con los siguientes fundentes.

• Litargirio	Bicarbonato de sodio	de	20 gr.
• Almidón			15
• Silice			0,5
• Cubierta de fundición			10
	- Cloruro de sodio		9
	- bórax		10

- Para evitar que el botón de plomo auro-argentífero resulte demasiado grande se añade poca cantidad de almidón. Se sigue el proceso incuartando, copelando disolviendo la plata con HNO_3 diluido 1:5 primero y después dos veces con HNO_3 concentrado lavando, secando y pesando.

2. Método de Chiddy

- A 365 cc de solución de cianuración se añade suficiente cantidad de cianuro de sodio para llevar la concentración de la solución a 0,50 % de NaCN.
- Se agregan 45 cc de solución saturada de acetato de plomo $\text{Pb}(\text{C}_2\text{H}_3\text{O}_2)_2$ y 5,0 gramos de polvo de zinc.
- Se agita bien y se calienta por 20 o 30 minutos. No se hace hervir.
- Seguidamente se añade 25 cc de ácido clorhídrico y se deja reposar sobre la estufa caliente hasta que el zinc se disuelva y forme una esponja.
- La solución se decanta y se lava la esponja de agua y luego se seca.
- La esponja seca se disuelve en una lámina de plomo para elevar el peso hasta unos 20 gramos y enseguida se copela.
- Cálculo del contenido de oro:

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

$$\frac{\text{Peso boton de oro} \times 1000}{\text{cc de solución tomados}} \quad [21]$$

3. Métodos de evaporación empleando litargirio

- En un vaso de evaporación se pone 146 a 292 cc de solución de cianuración.
- Se agrega 50 gramos de litargirio.
- Se deja evaporar hasta la sequedad añadiendo alrededor de 10 gramos de litargirio durante la evaporación.
- El queque seco se saca y se limpia el vaso con papel filtro humedecido con ácido clorhídrico diluido.
- Se funde el queque con más papel filtro en un crisol agregando el flujo más conveniente.
- Seguidamente se copela el botón resultante de la fundición en crisol.

4. Método del sulfato de cobre

- Se toma 146 a 292 cc de solución de cianuración y se agrega 5 gotas de solución saturada de ferrocianuro de potasio y 15 cc de solución precipitante. Se agita bien.

- En seguida se añade con todo cuidado 20 cc de ácido sulfúrico y se agita.
- Se filtra, se lava y se seca el precipitado resultante.
- Se mezcla el precipitado con los fundentes que se emplean en el ensaye corriente de oro. El papel filtro se coloca junto con el precipitado en el crisol.
- Se copela el botón de oro obtenido.

Nota: La solución precipitante se prepara de la siguiente manera:

A una solución saturada de sulfato de cobre se agrega una solución saturada de soda cáustica hasta que se haya formado un precipitado pesado de color azulado. Se añade más soda cáustica hasta que el color cambie a azul oscuro, permitiendo el precipitado pesado anteriormente formado. Seguidamente, se le agrega una solución saturada de NaCN hasta que el precipitado se disuelve y la solución tome un color amarillo o café claro.

B. Determinación del consumo de cianuro

1. Prueba N° 1. Cianuro libre

Se toma 25 cc de muestra y se coloca en un pequeño frasco erlenmeyer seco; no se añade agua. Se titula con una solución estándar que

contiene 4,33 gramos de AgNO_3 por litro. Esta solución estándar se prepara poniendo 4,33 gramos de AgNO_3 a un frasco volumétrico de un litro y agregando agua destilada hasta la altura de un litro. El punto final de la titulación es cuando la brillantez original de la solución se ve apagada por una bruma azulada. Para determinar con más precisión el punto final se suele colocar un fondo negro de papel.

Un cc de la solución estándar = 0,01 % NaCN

Por tanto:

cc gastados en la titulación x 0,2 = Lbs NaCN /tonelada de solución

$$\frac{\text{Lbs NaCN}}{\text{tonelada de solución}} = \frac{\text{Kg NaCN}}{\text{tonelada de solución}}$$

2. Prueba N° 2. Cianuro total

Se toma 25 cc de muestra y se coloca en un vaso de 400 cc se añade 4 cc de solución alcalina de yoduro de potasio (KI) y se titula con solución estándar de nitrato de plata 4,33 gr por litro de AgNO_3 hasta que aparezca una opalescencia amarilla en la solución al finalizar la titulación.

Un cc de la solución estándar = 0,01 % NaCN es decir

$$cc \times 0,2 = \frac{Lbs \ NaCN}{ton \ solución} = \frac{Lbs \ NaCN}{2,205} = \frac{Kg \ NaCN}{ton \ solución}$$

C. Determinación del consumo de álcali

A la solución titulada de la prueba N° 1 (cianuro libre) se añade unas pocas gotas de indicador de fenoltaleina. Si la solución se vuelve de color salmón se usa la prueba N° 3 pero si la solución permanece incolora se procede de acuerdo a la prueba N° 4

1. Prueba N° 3. Álcali

Se titula con una solución estándar de ácido oxálico hasta que desaparezca el color salmón. La solución estándar de ácido oxálico se prepara añadiendo 5,625 gramos de este ácido ($H_2C_2O_4 \cdot 2H_2O$) a un frasco de un litro de volumen y agregando agua destilada hasta alcanzar un litro.

Un cc de la solución estándar = 0,01 % CaO es decir

cc x 0,2 = Lbs CaO/tonelada de solución

$$\frac{Lbs \ CaO}{tonelada \ de \ solución} = \frac{Kg \ CaO}{tonelada \ de \ solución}$$

2. Prueba N° 4. Álcali

Se titula con una solución estándar de NaOH hasta alcanzar un punto final de color rojo débil. La solución estándar de NaOH se prepara de la siguiente forma. Se coloca 70 mg de NaOH a un frasco volumétrico de un litro y se agrega agua destilada hasta la raya que se marca un litro.

Un cc de la solución estándar = 0,01 % CaO

cc x 0,2 = Lbs CaO/ton solución

$$\frac{\text{Lbs CaO}}{\text{tonelada de solución}} = \frac{\text{Kg CaO}}{\text{tonelada de solución}}$$

2,205

NOTA: El indicador de fenoltaleina se prepara disolviendo 0,5 gr de fenoltaleina en 500 cc de alcohol etílico y 500 cc de agua destilada hervida. Luego se neutraliza con N/50 NaOH