



UNIVERSIDAD AUTONOMA DE SAN LUIS POTOSI

FACULTAD DE CIENCIAS QUIMICAS

"RECUPERACION DE ORO DE JALES CON ALTO
CONTENIDO DE COBRE"

T E S I S

QUE PARA OBTENER EL TITULO DE

INGENIERO QUIMICO

PRESENTA:

LOURDES GUADALUPE JUAREZ DIAZ

ASESORADA POR DR. ALEJANDRO LOPEZ VALDIVIESO

SAN LUIS POTOSI, S.L.P.

1996



T

TN76

J8

C.1



1080077129

T
7N767
J8



UNIVERSIDAD AUTONOMA DE SAN LUIS POTOSI

FACULTAD DE CIENCIAS QUIMICAS

"RECUPERACION DE ORO DE JALES CON ALTO
CONTENIDO DE COBRE"

T E S I S

QUE PARA OBTENER EL TITULO DE

INGENIERO QUIMICO

PRESENTA:

LOURDES GUADALUPE JUAREZ DIAZ

ASESORADO POR: DR. ALEJANDRO LOPEZ VALDIVIESO

SAN LUIS POTOSI, S.L.P.

1996





UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE SAN LUIS POTOSÍ

FACULTAD DE CIENCIAS QUÍMICAS

APROBACION DE TEMA DE TESIS

***“RECUPERACIÓN DE ORO DE JALES CON
ALTO CONTENIDO DE COBRE”***

TESIS QUE PARA RECIBIR EL TÍTULO DE

INGENIERO QUÍMICO

PRESENTA:

LOURDES GUADALUPE JUÁREZ DÍAZ

ASESORADA POR:

DR. ALEJANDRO LÓPEZ VALDIVIESO

SAN LUIS POTOSÍ, S.L.P.

JUNIO DE 1996



APROBACION DE TEMA DE TESIS

SRITA. LOURDES GUADALUPE JUAREZ DIAZ
PRESENTE:

Por este conducto me permito informar a USTED que el H. Consejo Técnico Consultivo de esta Facultad de Ciencias Químicas, en sesión ordinaria de fecha 8 DE MAYO DE 1995., tuvo a bien aprobar el tema de su tesis profesional titulada: "RECUPERACION DE ORO DE JALES CON ALTO CONTENIDO DE COBRE.", mismo que será asesorado por el DR. ALEJANDRO LOPEZ VALDIVIESO, para la presentación de su examen profesional de INGENIERO QUÍMICO.

Sin más por el momento queda de usted.

Atentamente


ING. ROGELIO A. COLUNGA RÍOS
SECRETARIO DE LA FACULTAD



FACULTAD DE
CIENCIAS QUÍMICAS
SECRETARIA

San Luis Potosí, S.L.P. a 25 de septiembre de 1995

AGRADECIMIENTOS:

A mi asesor el Dr. Alejandro López Valdivieso.

A mis padres, por su paciencia, comprensión y apoyo.

A mis hermanos

A mis compañeros y amigos del Instituto de Metalúrgia y del CIEP, en especial Aurorina y David.

A los profesores de la Facultad de Ciencias Químicas. I.M. Gerardo Torres Chávez.

Lupita

I N D I C E

	PAGINA
I. OBJETIVO	1
II. INTRODUCCION	2
III. RESUMEN	4
IV. ANTECEDENTES	5
Fundamentos de Cianuración	5
Descomposición de soluciones de Cianuro	5
Reacciones de disolución de oro y plata	7
Variables que influyen en la disolución de valores	10
Concentración de cianuro	11
Efecto del consumo de oxígeno	14
Efecto de la presión parcial de oxígeno (solubilidad)	17
Efecto de la alcalinidad en las disoluciones de oro	19
Efecto de la temperatura	21
Efecto de la naturaleza de la superficie	22
Efecto del área superficial	23
Efecto de la velocidad de la agitación	24
Efecto de los iones extraños	27
Efecto del cobre en la disolución del oro puro	35
Cianuración de menas de oro con cobre presente	39
Reacciones del cianuro con otros minerales presentes en los minerales de oro y plata	42

V. EQUIPO, MATERIAL Y REACTIVOS	45
VI. METODOLOGIA EXPERIMENTAL	46
VII. ANALISIS DE RESULTADOS Y DISCUSIONES	51
VIII. CONCLUSIONES	62
IX. REFERENCIAS	64
X. APENDICE (S)	

I. OBJETIVO

Esta tesis tiene como objetivo el establecer el esquema de lixiviación para recuperar Oro de los Jales de Negociación Minera Sta. María de la Paz, S. L. P., que contienen un alto porcentaje de Cobre. El esquema desarrollado está basado en la disminución del consumo del agente lixivante Cianuro de Sodio, mediante la utilización de un agente acomplejante de cobre, que es el Hidróxido de Amonio.

II. INTRODUCCIÓN

En la industria minero-metalúrgica, se utilizan varios métodos de separación de minerales; siendo el más usual, la flotación. En general en la mayoría de los procesos de flotación de concentrados de cobre, se obtienen colas con alto contenido de Oro y Plata; esto se observa en el mineral en estudio, que contiene 1.5 ppm de Oro, 80 ppm de Plata y 0.40% de Cobre. De aquí se recomienda recuperar éstos valores; esto es posible por medio del proceso de Cianuración que se basa en la contactación simple entre la solución de Cianuro con el mineral original, éste proceso implica normalmente molienda y en forma de pulpa se realiza la lixiviación; los minerales de oro y plata son principalmente procesados mediante la técnica de cianuración, que comprende la lixiviación del metal con una solución de cianuro.

El método de lixiviación del mineral por Cianuración es en la actualidad uno de los principales métodos para la recuperación de metales preciosos; éste es muy común para la recuperación de oro y de plata. La metalurgia de éstos minerales es afectada en forma determinante por la mineralogía y la manera en que se encuentra el oro y la plata en los yacimientos. No obstante que los contenidos de oro y plata presentes en las menas minerales son muy bajos, sus elevadas cotizaciones en el mercado de los metales justifican el procesamiento de sus yacimientos.

En minerales con altos contenidos de Cobre, el proceso de cianuración se puede decir que es inconveniente dado que la recuperación de Cobre es muy alta comparada con la

recuperación de los otros valores que contenga la mena. Uno de los más frecuentes problemas para la cianuración es la presencia de minerales de cobre en una mena.

El contenido de cobre puede ser menor que 0.10 % pero su efecto es muy considerable en la disolución y precipitación del oro; ya que no solamente minerales de cobre se disuelven en cianuro y causan el consumo excesivo de este reactivo sino que también se pueden formar complejos cianógenos de cobre que afectan la disolución del oro.

Por lo tanto, es conveniente señalar que la concentración de cianuro utilizada es muy alta y provee la suficiente actividad para disolver al cobre.

En el presente trabajo se propone un método eficiente que tiene la particularidad de utilizar iones amonio con el cual se logra disminuir la disolución de Cobre y utilizar una concentración significativamente menor de Cianuro, para optimizar la selectividad de la lixiviación, con el fin de hacer económicamente factible dicho proceso en la industria Metalúrgica.

III. RESUMEN

Se determinó el porcentaje de recuperación de Oro, Plata y Cobre por medio de lixivitaciones del mineral con soluciones cianuradas, así como también el efecto de la concentración de Carbonato de Amonio para la separación de los minerales anteriores. Se obtuvieron curvas de Recuperación versus Dosificación de Cianuro de Sodio, con las cuales se determinaron las mejores condiciones de esquema químico para la recuperación de Oro, Plata y Cobre. Se analizó la lixivitación de Oro y Cobre en términos de los complejos de cianuro y amonio que se forman en la etapa de lixivitación.

IV. ANTECEDENTES

El oro es una de las especies mineralógicas que tiene la particularidad de encontrarse muy escasamente en yacimientos minerales y en cada caso, su método de obtención es selectivo; ya que depende de los componentes presentes en el mineral que se encuentra.

Uno de los principales métodos de recuperación de metales preciosos, es por vía hidrometalúrgica lixiviando el mineral con una solución de cianuro (Método de Cianuración). Los cianuros más importantes para este proceso son el cianuro de sodio, NaCN y el cianuro de Calcio, $\text{Ca}(\text{CN})_2$.

FUNDAMENTOS DE CIANURACIÓN

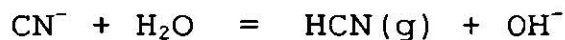
Se hará una sinopsis histórica referente a la evolución tecnológica del tratamiento hidrometalúrgico de minerales auríferos.

DESCOMPOSICIÓN DE SOLUCIONES DE CIANURO (15)

La disolución de Cianuro de Sodio en soluciones acuosas, es de acuerdo a la reacción siguiente:



donde el ión Cianuro CN^- , se hidroliza como sigue:



La extensión con la cual procede esta hidrólisis en soluciones de cianuros comerciales en agua depende principalmente de la cantidad de álcali libre en el cianuro. Si este álcali es apreciable, entonces la descomposición de cianuro medida es insignificante. En la ausencia de álcali libre apreciable, la hidrólisis puede ser retardada con la adición de cal. En la práctica la adición de cal a la pulpa cianurada es prácticamente universal, no solamente para prevenir la pérdida de cianuro por hidrólisis, sino también para contrarrestar el efecto de constituyentes ácidos de la mena, con los cuales se puede liberar ácido cianhídrico. La otra manera de afectar la descomposición de las soluciones de cianuro es la presencia de dióxido de carbono CO_2 en el aire.

El ácido carbónico es más fuerte que el ácido cianhídrico, y la descomposición de las soluciones alcalinas de cianuro es:

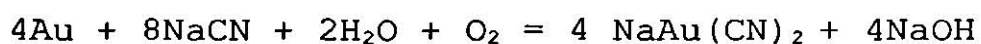


Esta reacción también puede prevenirse con el uso de cal u otros agentes alcalinos. Tales compuestos mantienen la alcalinidad de la solución y reaccionan con el dióxido de carbono formando compuestos inocuos, como el carbonato de calcio.

REACCIONES DE DISOLUCIÓN DE ORO Y PLATA (1,2)

La anterior sinopsis histórica hace referencia a la evolución tecnológica del tratamiento hidrometalúrgico de minerales auríferos.

Elsner en 1846 fue el primero en reconocer que el oxígeno atmosférico era esencial para la disolución de oro en soluciones de cianuro:



La disolución de la plata por el ión cianuro puede representarse por una ecuación similar. Mc. Arthur y Forrest en 1887, sin considerar la necesidad de oxígeno, pensaban que se desprendía hidrógeno, de acuerdo a la ecuación:



Esto fue apoyado por Janin (1888, 1892).

Mc Laurin en 1893 y Christy en 1896 concluyeron en base a una experimentación rigurosa que el oxígeno era esencial para la cianuración, apoyando de esta forma a Elsner.

Bodlander en 1896 sugirió que la disolución se efectuaba en dos etapas de acuerdo a las ecuaciones:

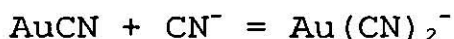
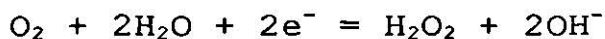


En las que el peróxido de hidrógeno se forma como producto intermedio. Sus observaciones se apoyaron por la detección de H_2O_2 en las soluciones. La ecuación global para estas etapas es resumida en la ecuación de Elsner.

Barsky, Swainson y Hedley en 1934 determinaron las energías libres de formación de los iones complejos auro y argentocianuro.

A partir de estos datos se calcularon los cambios de energía libre de las diferentes reacciones sugeridas. Sus cálculos estuvieron a favor de las ecuaciones de Elsner y Bodlander, mientras que la ecuación de Janin no fue factible termodinámicamente.

Boonstra en 1943 fue el primero en reconocer que la disolución de oro en soluciones de cianuro es similar a un proceso de corrosión metálica, en el cual el oxígeno disuelto en la solución se reduce a peróxido de hidrógeno y iones hidróxilo. En base a determinaciones con densidad de corriente-potencial, indicó que la ecuación de Bodlander podía dividirse en las etapas siguientes:



Thompson en 1947 demostró la acción electroquímica mediante experimentos utilizando soluciones de KCN libres de aire, a las que se agregó un poco de gelatina. Cuando la

solución solidificó se introdujeron pequeñas esferas de oro en la gelatina y estudió la disolución permitiendo que una corriente de oxígeno se difundiera en una dirección. De esta forma se eliminaron corrientes por convección.

Thompson, observó que las esferas de oro se corroían en el lado opuesto a la fuente de oxígeno. Esto mostró la formación de celdas locales en las que el oro actuaba como ánodo.

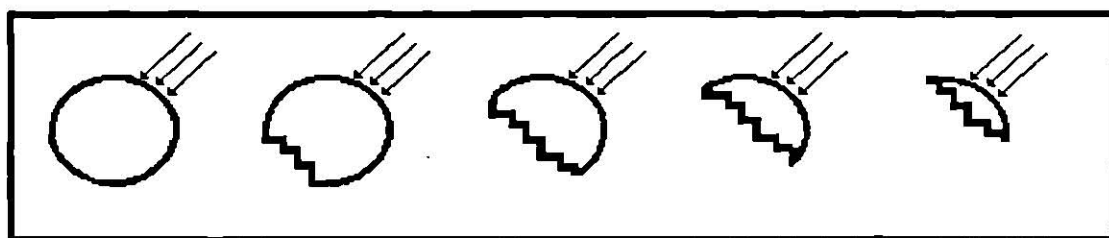


Figura 1. Naturaleza electroquímica de la disolución de partículas de oro.

La Ilustración de la Figura 1 muestra esquemáticamente la naturaleza electroquímica de la disolución de partículas de oro (120 micras de diámetro) en KCN en presencia de oxígeno. Las flechas indican la dirección del flujo de oxígeno.

Como conclusión, se puede decir que el proceso está gobernado por la reacción:



Como antes ya se ha mencionado, la reacción de disolución es un proceso de corrosión en el que el oxígeno toma electrones en una parte de la superficie metálica (zona catódica), mientras que el metal los cede en otra (zona

anódica). Como se ilustra en la Figura 2, que representa la distribución electroquímica de la partícula de oro en su superficie.

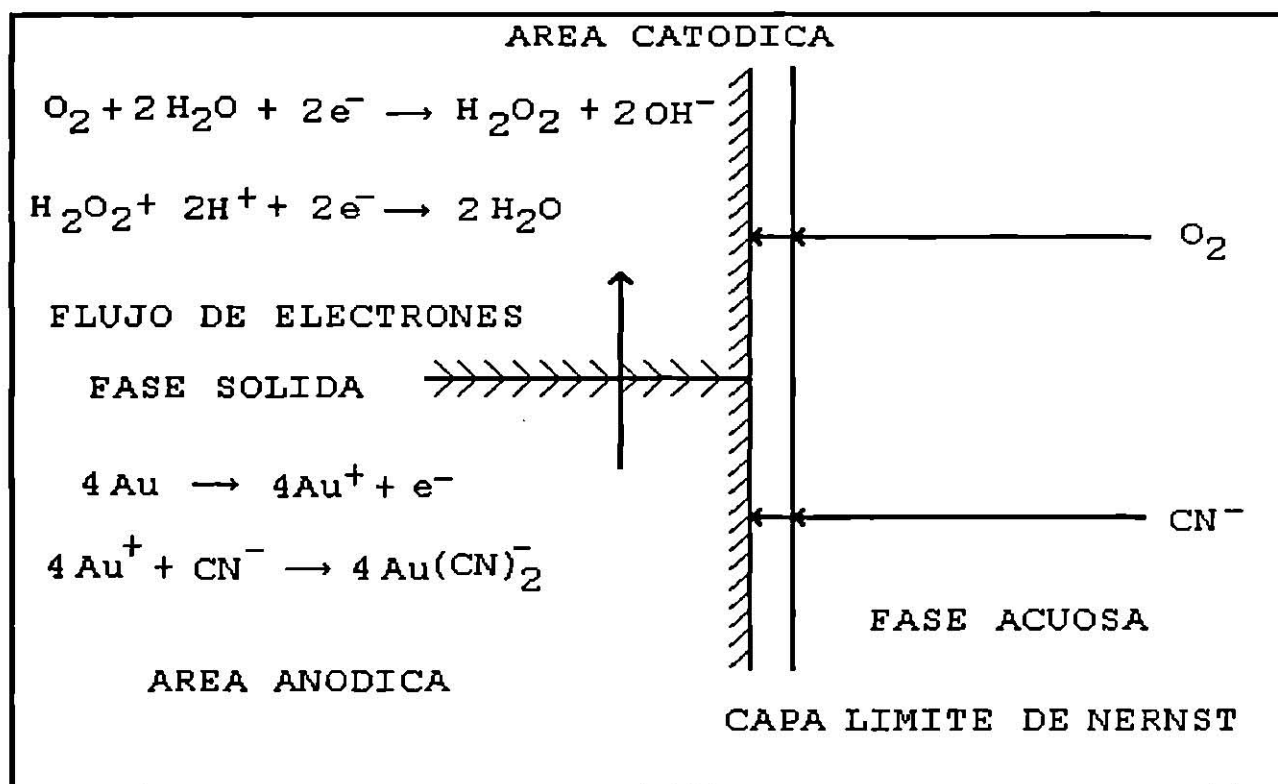


Figura 2. Distribución electroquímica de una partícula de oro en su superficie.

VARIABLES QUE INFLUYEN EN LA DISOLUCIÓN DE VALORES (2)

Los factores principales que influyen en la disolución de oro o plata son:

Concentración de cianuro, consumo de oxígeno, naturaleza de la superficie, área superficial, rapidez de agitación, presión de oxígeno, temperatura, pH, iones extraños y efecto acelerante.

CONCENTRACION DE CIANURO (15, 2,3 Y 4)

Durante la disolución del oro en soluciones de cianuro, la razón del consumo de cianuro al oro disuelto es de 2 moles para cianuro a 1 mol para oxígeno. Lo anterior está de acuerdo a la ecuación de Elsner y Bodlander.

Por consiguiente, la velocidad de disolución del oro es un medio de la velocidad de consumo de cianuro.

$$\text{Velocidad de disolución} = \frac{1}{2} \frac{d(\text{CN}^-)}{dt}$$

Donde la velocidad está expresada en equivalentes por unidad de tiempo y (CN^-) es el número de moléculas de cianuro consumidas en el tiempo t .

La tabla 1 representa el consumo de cianuro ocasionado por la disolución de oro, calculados a partir de los resultados de Kameda en 1949.

De acuerdo con Julian y Smart en 1921, los cianuros de sodio, potasio, amonio, estroncio, y bario tienen la misma capacidad disolvente por mol de radical para oro o plata.

Encontraron que la velocidad de disolución de la plata incrementaba rápidamente con el incremento de una solución fuerte, incluyendo 0.10 % de NaCN.

Tabla 1. Consumo de Cianuro ocasionado por la disolución del oro.

TIEMPO MOLAR	CANTIDAD DE ORO DISUELTO		CONSUMO OBSERVADO DE CIANURO		RAZÓN KCN/Au
	mg.	eq.	mg.	moles	
0.5	0.96	4.86 E-3	0.62	9.52 E-3	1.96
1.0	2.01	10.20E-3	1.26	19.40E-3	1.90
3.0	7.49	38.00E-3	4.94	76.00E-3	2.00
7.0	15.91	80.90E-3	10.50	162.00E-3	2.01
10.0	18.77	95.10E-3	12.46	192.00E-3	2.01
				PROMEDIO	2.00

La disminución de la velocidad a concentración alta de cianuro fue un punto de discusión desde el inicio del proceso de cianuración. Mc Laurin en 1893 lo atribuyó a la disminución en la solubilidad del oxígeno a concentraciones de cianuro altas. Sin embargo, de acuerdo con Barski y colaboradores (1934) la solubilidad del oxígeno es prácticamente independiente de la concentración de cianuro debajo del 2.0%.

La tabla 2 representa la solubilidad de oxígeno en soluciones de cianuro, (Barski y colaboradores, 1954).

Tabla 2. Solubilidad de oxígeno en soluciones de cianuro.

NaCN %	O ₂ mg./l
0.00	8.20
0.01	8.25
0.02	7.90
0.05	8.02
0.10	7.96
0.25	8.29
0.50	8.33
2.00	8.36

Según Mc Laurin, la velocidad de disolución de oro en las soluciones de cianuro alcanzan un máximo en el paso de la concentración de soluciones diluidas. Su trabajo mostraba que este máximo alcance en la solución de concentración de 0.25 % de NaCN. Julian y Smart encontraron que la velocidad de disolución del oro aumentaba rápidamente con un elevado incremento de la solución, incluyendo un 0.10 % de KCN. Según Christy, para todo proceso práctico, las soluciones débiles de 0.001 % de KCN no disuelven el oro. White encontró que la velocidad máxima se encuentra alrededor de 0.027 % de KCN, o 0.020 % de NaCN, donde la solución de cianuro está saturada con oxígeno. La solución fuerte encontrada por Barsky, Swainson y Hedley para mostrar la disolución rápida fue de 0.05 % de NaCN.

Las causas de las amplias variaciones en la soluciones concentradas, encontradas por los diferentes investigadores respecto a la velocidad máxima de disolución del oro,

probablemente se deben a la variedad de las técnicas empleadas. Estas variaciones incluyen factores tales como la relación del volumen de la solución/superficie del oro, la velocidad de agitación, la velocidad de aireación, etc. Si se usa un gran volumen de solución de cianuro, la superficie de oro expuesta es relativamente pequeña, y la agitación es lo suficientemente intensa, los productos de la reacción se remueven de la superficie del oro tan rápidamente como se forman. En estos casos el factor controlante que gobierna la velocidad de disolución del oro, puede ser la concentración de oxígeno de la solución en contacto con el oro.

Nadie atribuyó la disminución en la velocidad en concentraciones de cianuro altas, a la causa obvia, es decir, el incremento del pH de la solución. El cianuro se hidroliza de acuerdo a:



Como se mencionará más adelante, la velocidad de disolución disminuye al incrementar el pH de la solución.

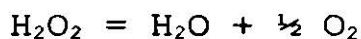
EFFECTO DEL CONSUMO DE OXÍGENO (15, 2, 5)

El uso de oxígeno o un agente oxidante es esencial para la disolución de oro bajo condiciones normales de cianuración. Tales agentes oxidantes como el peróxido de sodio, permanganato de potasio, bromuro, cloruro fueron usados con mayor o menor éxito en el pasado, pero debido a sus altos costos y las complicaciones en su manejo cayeron en desuso. Además, un mayor entendimiento de las reacciones involucradas en la cianuración y un conocimiento completo de las partes que juegan varios constituyentes indeseables en

la menas, muestran que los resultados pueden ser tan buenos como los proporcionados con oxidantes químicos.

Lund en 1951 estudió cuantitativamente el consumo de oxígeno durante la disolución de plata en soluciones de cianuro en un sistema cerrado. El equilibrio de la reacción se determinó midiendo la caída de presión de oxígeno en función del tiempo. Se observó que durante la primera parte del experimento, la presión de oxígeno disminuye, a continuación se incrementa y después permanece constante. Cuando el experimento se interrumpió en el punto donde se encuentra la disminución, se encontró que la solución contenía una cantidad apreciable de peróxido de hidrógeno y cuando la lámina de plata se introdujo nuevamente en la solución, se observó en forma clara una evolución de gas sobre la lámina. Cuando el desprendimiento de gas terminó, la solución no contenía H_2O_2 .

El incremento repentino de la presión en el punto A de la figura, se debe obviamente a la descomposición catalítica de H_2O_2 sobre la lámina de plata.



La figura 3 representa la absorción de oxígeno durante la disolución de la plata en solución de cianuro.

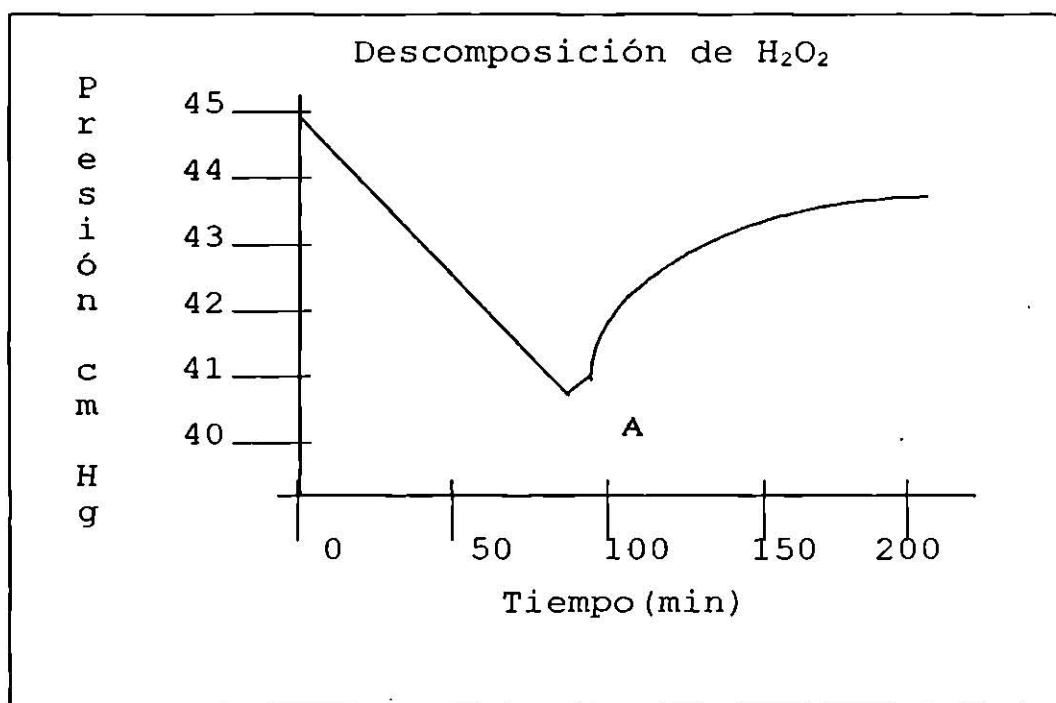


Figura 3. Absorción de oxígeno durante la disolución de la plata en solución de cianuro.

Además, Lund (1951) encontró que durante la primera parte del experimento en la región A en donde se encuentra la disminución se consume una mol de oxígeno por cada 2.2 equivalentes de plata disuelta. En la tabla 3 se muestra también que la velocidad de disolución de la plata es el doble de la velocidad de consumo de oxígeno, esto es:

$$\text{Velocidad de disolución} = \frac{2d(O_2)}{dt}$$

Donde (O_2) es el número de moles de oxígeno consumidos en el tiempo t .

Tabla 3. Consumo de oxígeno durante la disolución de plata
(datos obtenidos por Lund, 1951).

TIEMPO	PLATA DISUELTA	O ₂ CONSUMIDO	RAZÓN
min.	equivalentes	moles	Ag/O ₂
10	2.96 E-5	1.45 E-5	2.05
20	7.76 E-5	3.07 E-5	2.50
30	9.36 E-5	4.17 E-5	2.25
40	12.42 E-5	5.40 E-5	2.30
120	36.06 E-5	16.0 E-5	2.25
		PROMEDIO	2.20

Barsky, Swaison y Hedley, determinaron la velocidad de disolución del oro en 0.10 % de NaCN usando nitrógeno, oxígeno y mezclas de nitrógeno y oxígeno. Las pruebas se realizaron en 100 ml. de solución de cianuro, a 25 °C y con volúmenes equivalentes de gas. Para cada prueba, la velocidad de disolución fué uniforme, excepto cuando se empleó solo el oxígeno. El oro se disuelve rápidamente en la primera media hora, los resultados muestran que la velocidad de disolución del oro es proporcional al contenido de oxígeno en el gas utilizado. Por lo tanto, se deduce que la velocidad de disolución del oro es directamente proporcional a la presión parcial de oxígeno.

EFFECTO DE LA PRESIÓN PARCIAL DE OXÍGENO, SOLUBILIDAD (2,7 y 8)

Como se mencionó anteriormente, el oxígeno es esencial para la disolución del oro y la plata en soluciones de cianuro. El aire atmosférico es el agente oxidante universal

utilizado en las plantas de cianuración. En esta aplicación, la concentración en equilibrio de O_2 es de 8.2 mg/l para soluciones de cianuro diluidas en condiciones ideales de aireación y agitación y sólo si los minerales que forman la ganga no consumen oxígeno.

A concentraciones de cianuro altas (mayores de 0.1% de NaCN), la velocidad de disolución es directamente proporcional a la presión parcial de oxígeno. En estas condiciones, la velocidad de disolución obedece la ecuación siguiente:

$$\text{Velocidad de disolución} = K_y O_2$$

Donde: K_y es una constante y O_2 es la concentración de oxígeno disuelto.

No obstante, la velocidad no aumenta en forma indefinida con el incremento en la presión de oxígeno; existe una cierta presión arriba de la cual un incremento no afecta la velocidad.

A concentración baja de cianuro (inferior a 0.1%) y presión de oxígeno alta, la velocidad de disolución depende únicamente de la concentración de cianuro.

De los resultados presentados en la literatura, se observa que existe una cierta razón de la concentración del ión cianuro a la concentración de oxígeno en solución, en la que la velocidad de disolución alcanza un máximo.

Es interesante examinar el efecto de la presión parcial de oxígeno sobre la velocidad máxima de disolución a

velocidades de agitación altas. La velocidad no es proporcional a la presión P de O_2 sino a la raíz cuadrada de la presión parcial de oxígeno, la cual confirma nuevamente la propuesta de que existe un mecanismo diferente en el proceso.

EFFECTO DE LA ALCALINIDAD EN DISOLUCIONES DE ORO (15)

Las funciones del hidróxido de calcio en la cianuración son las siguientes:

1. Prevenir la pérdida de cianuro por hidrólisis.
2. Prevenir la pérdida de cianuro por acción del dióxido de carbono en el aire.
3. La descomposición de bicarbonatos en el molino de agua después de utilizarse en la cianuración.
4. La neutralización de componentes ácidos tales como sales ferrosas, sales férricas y sulfato de magnesio en el agua del molino adicionado en el circuito de cianuración.
5. La neutralización de constituyentes ácidos en la mena.
6. La neutralización de resultados de componentes ácidos para la descomposición de varios minerales en la mena, en soluciones de cianuro.
7. Promover la coagulación de partículas finas de la mena que impregnan la solución clara para que puedan ser separadas de la solución rica en oro.
8. Mejorar la extracción, cuando el tratamiento de menas contiene; telurios, plata rubí, los cuales se descomponen más rápidamente a alcalinidades altas.

En algunos casos, para propósitos específicos, las propiedades alcalinas en la solución de cianuro están mantenidas por otros agentes alcalinos como el hidróxido de sodio y el carbonato de sodio. Estos agentes, sin embargo, usualmente no son tan efectivos para fijar la alcalinidad de la solución. Aunque el uso de un álcali es esencial en la cianuración, muchos investigadores han establecido que álcalis como el hidróxido de sodio y particularmente el hidróxido de calcio, retardan la disolución del oro en soluciones de cianuro.

Barsky, Swainson y Hedley, investigaron el efecto del hidróxido de calcio e hidróxido de sodio en la velocidad de disolución del oro en soluciones de cianuro al 0.10 % NaCN. Ellos trabajaron con discos de oro de un área de 10 centímetros cuadrados; 100 ml. de solución de cianuro aireada constantemente durante las pruebas. Encontraron que cuando usaban hidróxido de calcio, la velocidad de disolución decrecía rápidamente cuando el pH de la solución de cianuro alcanzaba un pH de 11 y la disolución era prácticamente insignificante a un pH de 12.2.

El efecto del hidróxido de sodio fué menos pronunciado, la velocidad de disolución no comenzaba a ascender lentamente hasta alcanzar un pH de 12.5 y a un pH de 13.5 era mucho más rápida que la disolución en una solución de la misma concentración de cianuro con hidróxido de calcio a un pH de 12.2. El efecto del ión calcio en la disolución del oro fué entonces investigado añadiendo cloruro de calcio y sulfato de calcio a una solución de cianuro. Ninguna de esas sales afectaron la velocidad de disolución del oro apreciablemente.

Se determinó la solubilidad del oxígeno en soluciones de cianuro con diversos contenidos de hidróxido de calcio, pero se encontraron diferencias apreciables en una solución sin hidróxido de calcio y en una con 0.105 %.

Los investigadores concluyeron que la disminución en la velocidad de disolución del oro en soluciones de cianuro de sodio causada por la adición del hidróxido de calcio, no se debe a la baja solubilidad de oxígeno en las soluciones ni a la presencia de iones calcio.

EFFECTO DE LA TEMPERATURA (2, 3, 7 y 8)

Podría esperarse que el incremento de la temperatura aumentara la velocidad de las reacciones de disolución. Por consiguiente debe haber una temperatura óptima para la velocidad máxima de disolución de oro y plata. Julian y Smart (1921) encontraron que a 85 °C la velocidad era máxima, mientras que Meyer (1931) encontró que la velocidad máxima se tenía a 80 °C. La descomposición de cianuro es apreciable arriba de 110 °C. Varios investigadores han estudiado el efecto del incremento de la temperatura sobre la velocidad de disolución de oro y plata; a partir de los resultados se calculó la energía de activación del proceso.

La Energía de Activación para la disolución del oro, plata y cobre varía de 2 a 5 Kcal/mol, lo cual es típico para procesos controlados por difusión. No obstante, es muy importante notar que el valor 14.1 Kcal/mol encontrado para la disolución de oro en condiciones similares pero a velocidad de agitación alta (1100 rpm), es típico de un proceso controlado por reacciones químicas. Entonces, dependiendo de la velocidad de agitación, la rapidez de

disolución se controla por difusión para velocidades bajas y para altas se controla químicamente.

EFFECTO DE LA NATURALEZA DE LA SUPERFICIE (2, 5)

Existe la evidencia de que la naturaleza física de la superficie del metal provoca reacciones colaterales durante la disolución.

Lund (1951), demostró claramente este efecto realizando dos experimentos, aunque aparentemente esto recibió poca atención. Se colocó una lámina de plata en una solución de cianuro de potasio en presencia de aire. Lavándose posteriormente con agua se obtuvo una superficie blanca, cuando esta pieza se disolvió en solución de cianuro, se encontró que después de un cierto periodo de tiempo, el peróxido de hidrógeno que se había acumulado en la solución se descompuso rápidamente en la superficie de la lámina, liberando oxígeno. Cuando la lámina se dispuso en forma diferente, es decir, sumergiéndola en una mezcla de KCN y H_2O_2 con lo cual perdió su apariencia esplendente, no se observó desprendimiento de gas. La velocidad de disolución en los experimentos fué la misma.

Lund en 1951, interpretó esta observación considerando que en el primer experimento, el H_2O_2 formado durante la disolución, se descompuso catalíticamente en los bordes de los cristales de plata, mientras que en el segundo caso, en el cual la superficie no mostraba aspecto brillante, el peróxido de hidrógeno no se descompuso.

EFFECTO DE AREA SUPERFICIAL (2, 4, 5, 6)

Cuando la cantidad de oro disuelto en una mena es grande la práctica usual para removerlo es por medio de trampas, mantas, etc. antes de la cianuración. De otra manera, las partículas de gran tamaño no pueden ser disueltas completamente en un tiempo razonable para la cianuración. Otra práctica en la cual se reduce el tamaño de las partículas de oro que funciona para la cianuración es la molienda y la clasificación de menas de oro en circuitos cerrados. En la práctica, guardan repetidamente las partículas de oro pesados del molino utilizado, éstas son bastante pequeñas o bastante finas para desbordarse dentro de la clasificación en los circuitos de flotación.

Barsky, encontró que la velocidad máxima de disolución del oro es 3.25 mg. por centímetro cuadrado por hora. Por cálculos, esto es igual a la penetración de 1.68 micras de una partícula plana de oro o una reducción total en espesadores de 3.36 micras por hora. Así, una partícula de oro de 44 micras de espesor, se disuelve en un tiempo no mayor de 12 horas, mientras que una partícula de 149 micras de espesor no debe tardar más de 44 horas para disolverse. En una mena, bajo las condiciones de una planta, la velocidad de disolución está afectada por factores como la asociación del oro, las impurezas sobre el oro, y la eficiencia de la solución de cianuro.

Como en el caso de cualquier reacción heterogénea, la velocidad de disolución es directamente proporcional al área superficial. Kameda en 1949, encontró una relación lineal entre el tamaño de partícula de oro (10-100 micras) y el tiempo requerido para su disolución. Lund en 1951, encontró

una relación lineal entre la constante de la velocidad de disolución y el área superficial de plata; la cual estaba en forma de placa.

EFFECTO DE LA VELOCIDAD DE AGITACION (2,7)

Muchos investigadores que han estudiado la disolución de oro y plata en soluciones de cianuro reportaron que la velocidad de disolución se incrementa con la rapidez de agitación. Kakovskii y Kholmanskikh en 1960, presentaron resultados cuantitativos que revelaron hechos interesantes.

La velocidad de disolución de plata y cobre se incrementa linealmente con la raíz cuadrada de la velocidad de agitación como se demuestra en la figura 4. Sin embargo, para oro, la velocidad se incrementa únicamente hasta una cierta rapidez de agitación (150 rpm), después de la cual disminuye y permanece casi constante esto se comprueba en la figura 5. Estos autores sugirieron que la disolución de oro puede presentar dos mecanismos, dependiendo de la rapidez de agitación de la muestra. Cathro en 1963, confirmó que la velocidad de disolución disminuye a velocidad de agitación alta.

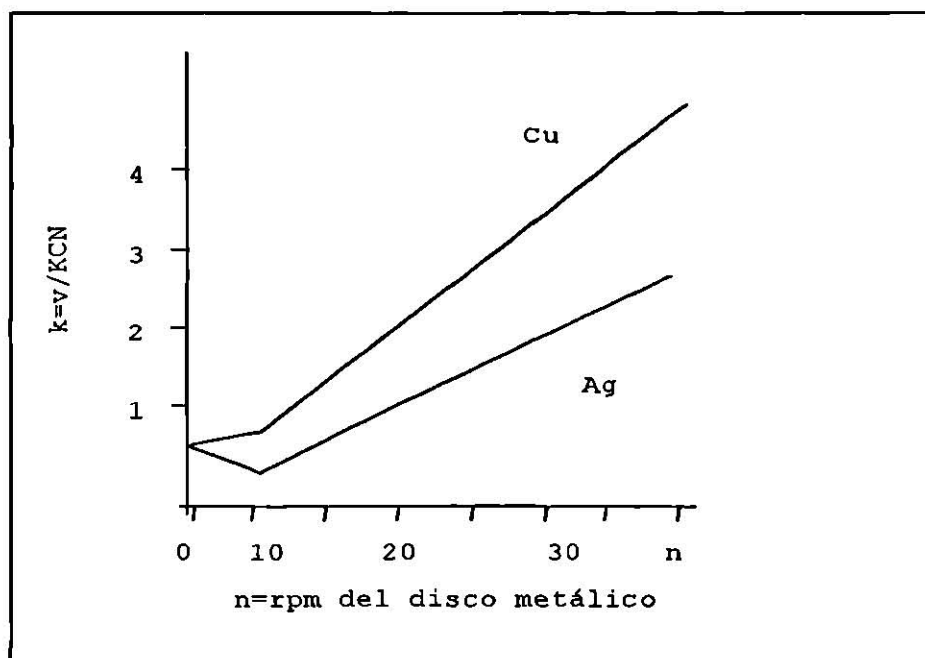


Figura 4. Dependencia de las velocidades de disolución de la plata y cobre con el aumento de velocidad. Presión de oxígeno = 1 atm.

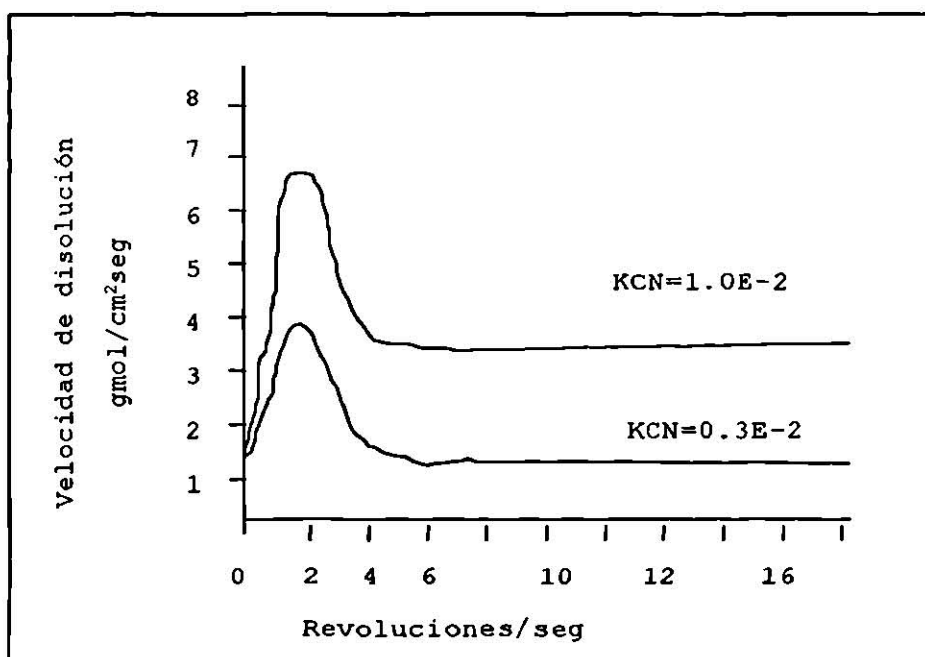
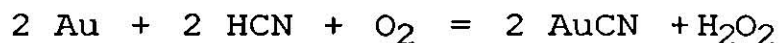


Figura 5. Efecto de la agitación sobre la tasa de disolución.

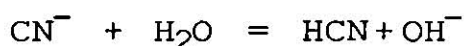
EFFECTO DE LA CONCENTRACIÓN DEL ION HIDRÓGENO (2, 3, 9, 10)

El agua saturada con HCN y oxígeno ataca al oro con formación de AuCN, que es insoluble, y peróxido de hidrógeno (Cambi, 1958):

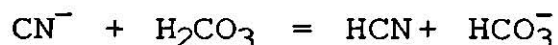


Es esencial que la solución de cianuro sea alcalina por las razones siguientes:

1. Para prevenir la hidrólisis del ión cianuro:



2. Para prevenir la descomposición del cianuro por acción del CO₂ atmosférico:



En las dos reacciones se libera HCN; el cual no tiene acción disolvente sobre el oro. Sin embargo, un exceso en la alcalinidad también disminuye la velocidad de disolución. A mayor alcalinidad la disminución en la velocidad es mas abrupta. Por consiguiente, la alcalinidad en las soluciones de cianuro debe controlarse cuidadosamente para alcanzar velocidades altas de disolución de cianuro y plata. En la práctica industrial el pH de las soluciones de cianuración varía generalmente entre 11 y 12.

EFFECTO DE IONES EXTRAÑOS (2, 6, 7, 8, 9, 10, 11, 12, 13)

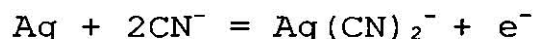
La mayor parte del oro se encuentra como metal nativo, casi aleado con diferentes cantidades de plata. Ciertos minerales están asociados característicamente con oro; los mas importantes son: pirita, galena, blenda, arsenopirita, estibinita, pirrotita y calcopirita.

También pueden estar presentes algunos minerales de selenio y magnetita. En Witwatersrand, Sudáfrica, se encuentran asociados uraninita y en menor grado tucholita con el mineral de oro; el uranio se recupera como subproducto en la extracción de oro. En algunos casos se tiene materia carbonosa asociada con minerales de oro. Los minerales de ganga mas comunes son: cuarzo, feldespatos, micas, granate y calcita.

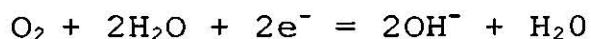
No obstante, que los minerales de ganga son insolubles en soluciones de cianuro, algunos minerales metálicos son solubles en alguna medida. La materia carbonosa en minerales de oro, causa problema porque adsorbe el complejo cianuro de oro.

Con excepción de algunos iones como: Na^+ , K^+ , Cl^- , NO_3^- , y SO_4^{2-} los cuales no tienen efecto sobre la velocidad de disolución de oro y plata en soluciones de cianuro, los iones pueden tener un efecto acelerante o retardante. Los iones plomo (II), pueden tener un efecto acelerante o retardante, dependiendo de su concentración en solución, el estudio del efecto de éstos iones extraños en la cianuración es complicado debido a que el proceso de disolución está compuesto por dos reacciones simultáneas:

a) La reacción de oxidación que involucra la formación del ión auro o argento-cianuro, por ejemplo:



b) La reducción del oxígeno de acuerdo a:



Es difícil señalar cual de estas reacciones se afecta por un ión extraño y en este sentido, se encuentran muchas opiniones contradictorias en la literatura. Los datos disponibles se obtuvieron principalmente estudiando el efecto del ión extraño mediante pruebas con láminas de oro.

Un enfoque para este problema, es estudiar el efecto del ión extraño sobre las reacciones catódicas y anódicas separadamente. Esto puede realizarse de una manera sencilla estudiando el cambio en las características potencial-densidad de corriente del electrodo de oro (o plata) en dos experimentos separados:

1. Electrodo de oro + $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ + CN^- + ión extraño excluyendo oxígeno del sistema.

2. Electrodo de oro + O_2 + H_2O + ión extraño en ausencia del ión cianuro.

En el primer experimento, puede estudiarse el efecto del ión extraño en la reducción del oxígeno sobre la superficie del oro; en el segundo, el efecto del mismo ión sobre la reacción anódica de disolución de oro en cianuro. El procedimiento descrito por Kudryk y Kellog en 1954, es

conveniente para este propósito. Sin embargo, los resultados de estas pruebas deben interpretarse con cuidado puesto que la aplicación de una fuerza electromotriz externa causa disolución que no corresponde a la práctica real de cianuración. De esta forma, como ejemplo, se tiene que, en estas condiciones el oxígeno se reduce a OH^- y no a H_2O_2 .

Ivanoskii en 1957, Plaksin e Ivanoskii en 1958 y Bernard en 1965, reportaron otro enfoque para estudiar los efectos de los iones extraños en la disolución. Estos autores utilizaron indicadores radioactivos de los iones en estudio y de esta manera pudieron estudiar el mecanismo por el cual estos iones afectan al proceso de disolución.

A. EFECTO ACELERANTE

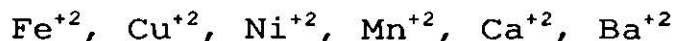
Haden en 1938, reportó que las sales de plomo en pequeñas cantidades y las de mercurio aceleran la disolución. Esto se confirmó más tarde por Kameda en 1949 y por Fink y Putnam, quienes encontraron además que las sales de bismuto y talio también aceleran la disolución. Utilizando cálculos de potenciales de electrodo en soluciones de cianuro, concluyeron que el oro metálico puede realmente desplazar los iones de estos cuatro metales. Estos autores sugirieron que la disolución rápida del oro en presencia de éstos iones podría deberse a la alteración en el carácter superficial del oro por alineación con los metales desplazados. Kameda sugirió también este planteamiento para explicar el efecto acelerante con sal de plomo.

Puesto que la disolución es un proceso controlado por difusión, es muy posible que el cambio en el carácter superficial del metal pueda producir una disminución en el espesor de la capa límite, a través de la cual los reactantes se difunden para alcanzar la superficie metálica. Debe notarse que la adsorción, depende del aspecto superficial del sólido.

La adición de sales de plomo a soluciones de cianuro es una práctica común en operación dirigida a cancelar el efecto dañino de los sulfuros. La adición de sales de plomo en exceso puede causar retraso en la velocidad de disolución de oro, como se describe posteriormente.

B. EFECTO RETARDANTE

La presencia de cationes metálicos como:



(Los dos últimos sólo en alcalinidad alta) tiene un efecto retardante (Beyers, 1936, Plaksin y Sulova, 1936, Plaksin y Suvoroski, 1938 y Kameda, 1949). El Pb^{+2} tiene un papel único en cianuración y ha existido gran confusión respecto a su efecto en la velocidad de disolución de oro. Aparte de la acción acelerante que se ha descrito, algunos reportes indican un efecto retardante; (Beck y Gartell, 1935, Beyers, 1936; Thompson, 1947; Kameda, 1949-50) estudió este problema extensamente; de sus datos puede concluirse que cuando el Pb^{+2} está presente en cantidades muy pequeñas comparadas con el ión CN^- , se observa un efecto acelerante;

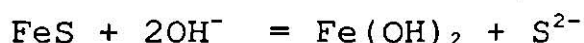
mientras que, cuando la relación Pb^{+2}/CN^{-} excede un cierto valor existe un efecto retardante.

Así mismo, se sabe que el ión sulfuro tiene un efecto retardante en la velocidad (Julian y Smart, 1921; Kameda, 1949; Fink y Putman, 1950). De manera similar, algunos reactivos de flotación como el ión xantato, que se utiliza en ciertas ocasiones para concentrar sulfuros con los que el oro está asociado, disminuyen la velocidad de disolución.

El efecto retardante, puede deberse a una o varias de las razones siguientes:

1. Consumo de oxígeno de la solución.

Debido a que el oxígeno es necesario para la disolución de oro, cualquier reacción colateral, en la cual la solución de cianuro sea despojada en su contenido de oxígeno produce una disminución en la velocidad. En el caso de tener pirrotita acompañando al oro en algunos minerales ésta se descompone en medio alcalino para formar hidróxido ferroso más sulfuro:

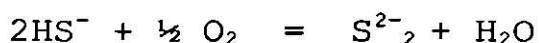
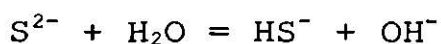


En presencia de oxígeno, el hidróxido se oxida fácilmente a hidróxido férrico:



Mientras que, el ión sulfuro se oxida parcialmente a tiosulfato y polisulfuro:

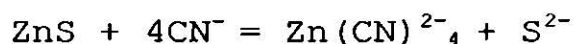




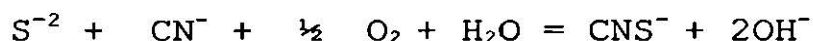
Lo cual, contribuye a la disminución de oxígeno en la solución.

2. Consumo de cianuro libre en solución.

a) Formación de cianuros complejos: Algunos minerales de cobre, zinc y hierro que pueden estar asociados con minerales de oro se disuelven con solución de cianuro, disminuyendo el contenido de cianuro en la solución. Por ejemplo:



b) Formación de sulfocianuro: Cuando la mena contiene minerales sulfurosos, el ión sulfuro liberado reacciona con cianuro y oxígeno para formar sulfocianuro; el cual no reacciona con el oro:



c) Adsorción sobre el mineral que forma a la ganga: Los concentrados y minerales auríferos pueden contener cuarzo, aluminosilicatos u otros silicatos que, si están divididos finamente en un medio acuoso alcalino, forman sílice coloidal y alúmina: si además se presentan sulfuros de hierro en el mineral, se formará hidróxido férrico. De acuerdo con Zablotzkaya en 1955, estos minerales de ganga tienen una capacidad absorbente considerable para cianuro de potasio.

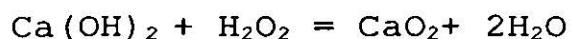
3. Formación de una película sobre la superficie del metal:

a) Sulfuros: Se conoce bien el efecto retardante del ión sulfuro en solución de cianuro. Puede observarse que una cantidad tan pequeña como 0.5 ppm de ión sulfuro retarda la disolución. Esto no puede deberse a la disminución de los contenidos de oxígeno y de cianuro en solución, puesto que la solución lixiviante contiene generalmente exceso de oxígeno y de cianuro.

Se supone que se forma una película de sulfuro auroso insoluble sobre el oro, que lo protege de la disolución, Kudryk y Kellog en 1954, estudiaron cualitativamente el efecto del ión sulfuro sobre el potencial electródico de oro en solución de KCN sin oxígeno y, en un experimento separado, su efecto sobre el potencial electródico de oro en ausencia de KCN pero en presencia de oxígeno. Estos investigadores encontraron que en el primer caso se observaba un cambio pequeño mientras que en el segundo, el potencial se afectaba considerablemente. De esta forma, concluyeron que las tazas de sulfuro envenenan la superficie de oro respecto a la reducción catódica de oxígeno, pero no afectan la reducción anódica.

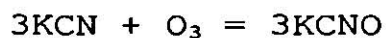
b) Peróxidos: El ión calcio no tiene efecto en la disolución de oro (Barsky y colaboradores, 1934). Sin embargo, a pH mayor de 11.5 la velocidad de disolución se reduce notablemente. En este valor de pH, si las soluciones se alcalinizan con Ca(OH)_2 muestran una marcada disminución en la velocidad de disolución de oro y plata cuando se comparan con las que se alcalinizan utilizando KOH. Kameda

(1949), fue el primero en sugerir que la reducción podía deberse a la formación de peróxido de calcio sobre la superficie del metal, bloqueando la reacción con cianuro. Se consideró que el peróxido de calcio se formaba por la reacción de calcio con H_2O_2 acumulado en solución, de acuerdo a:



Kameda identificó, por análisis químico, que el precipitado formado era peróxido de calcio. Poco después, Deitz y Harpern (1953) confirmaron esta propuesta empleando análisis por difracción de rayos X. Estos investigadores encontraron además que el Ba(OH)_2 se comporta en forma similar. La cal es uno de los reactivos utilizados comúnmente en plantas de cianuración, para ajustar pH de la pulpa y facilitar el asentamiento. Por consiguiente, su uso debe ser considerado cuidadosamente.

c) Oxidos: Andrejew en 1913, reportó que cuando se agrega ozono a soluciones de cianuro disminuye la velocidad de disolución de oro. Este investigador, concluyó que una película de óxido de oro, que causaba un cambio visual del oro a un color rojo ladrillo, producía el efecto retardante. Sin embargo, Plaskin y Sinel Nikova en 1939, reportaron que el cianuro de potasio se oxida con ozono de acuerdo a la reacción:



d) Cianuros insolubles: Thompson en 1947, atribuyó el efecto retardante del Pb^{2+} a una película insoluble de Pb(CN)_2 que se depositaba sobre la superficie del oro. Kameda

(1949), detectó la presencia de plomo sobre la superficie de oro cuando la solución de cianuro contenía iones de Pb^{2+} , pero no identificó su naturaleza.

e) La velocidad de disolución disminuye con la adición de una cantidad tan pequeña como 0.4 ppm de etil xantato de potasio (Kameda 1949, McCreedy y colaboradores 1961). Esto concuerda con el hecho que se presenta cuando se utiliza con flotación, antes del proceso de cianuración, para concentrar sulfuros con los que el oro está asociado; con esto se encuentra dificultad frecuentemente. Kameda también reportó, que la superficie de oro tomó un color rojizo, por lo que sugirió que probablemente se formaba una película de xantato de oro. Barbin (1961), confirmó esto utilizando xantato potásico marcado con S^{35} .

EFFECTO DEL COBRE EN LA DISOLUCIÓN DEL ORO PURO (16)

Hedley y Kentro investigaron el efecto del cobre en soluciones de cianuro en la disolución del oro puro y en la extracción del oro de menas. En sus pruebas de oro puro, ellos prepararon soluciones de cianuro con cobre disolviendo cianuro de cobre relativamente puro, CuCN , en cianuro de sodio. Ellos prepararon varias soluciones en las que la relación molecular del cianuro de sodio equivalente total, determinados por destilación con ácido clorhídrico, a el cobre, varió desde 2.6 a 1 y de 4.2 a 1. En su trabajo ellos usaron 1100 ml. de solución en la que tenía un área superficial de 10 centímetros cuadrados (de oro pesado) se suspendió mediante una placa de vidrio. Aire a la velocidad de 1 pie cúbico por hora era pasado a través de la

superficie del oro, así como la extensión de la superficie del oro. Las mediciones fueron hechas cada hora.

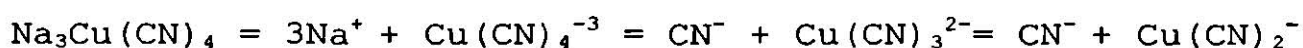
Las velocidades de disolución así determinadas fueron comparadas con aquellas obtenidas en soluciones puras de cianuro de sodio. Además que la determinación el cianuro en la solución es con cobre-presente por destilación, los autores titularon las soluciones con nitrato de plata con y sin yoduro de potasio presente. Los resultados mostraron que la titulación de nitrato de plata-yoduro de potasio de las soluciones de cianuro con cobre-presente no fueron una medición real de su eficiencia de disolución cuando se comparaban con soluciones de NaCN puro.

Por ejemplo, una solución con cobre analizada 0.2 % Cu y 0.454 % total de NaCN, por destilación. La relación molecular del cianuro de sodio total a Cu fue de 2.91 a 1 esto corresponde muy cercanamente al complejo $N_2Cu(CN)_3$. Cuando se tituló con nitrato de plata usando yoduro de potasio como indicador la titulación indicó 0.008 % de cianuro de sodio libre; cuando se tituló con nitrato de plata y sin yoduro de potasio presente, esto es, usando la primera apariencia de turbidez como punto final; la cantidad de cianuro libre indicó 0.131 % de cianuro de sodio. La velocidad a la cual esta solución disolvió el oro fue solo aproximadamente de la que se tuviera en la misma titulación usando NaCN puro. Efectos similares se observaron con una segunda solución la cual fue preparada disolviendo calcosita en NaCN. Esta solución analizada 0.2 % Cu, 0.457 % total NaCN por destilación y titulada con 0.017 % NaCN por titulación de nitrato de plata-yoduro de potasio. Esta solución disolvió oro en solamente en un 22 % de la velocidad a la cual una solución cianurada y libre de cobre con 0.017 % de cianuro de sodio. En el tercer caso con una

solución de cianuro cuproso en NaCN conteniendo 0.94 % de cobre y correspondientemente alto en cianuro total, los efectos fueron cada vez más pronunciados. El efecto mencionado antes en esta sección fue observado con las tres soluciones que esto es la titulación nitrato de plata-yoduro de potasio, no midió totalmente el incremento de NaCN hecho a la solución, cuando la relación total de cianuro de sodio a cobre se incrementó de 2-6 a 4:2-1. Por ejemplo cuando 0.2 % de cianuro de sodio se agrega a la solución analizando 1.95 % de cianuro de sodio total y 0.94 % de Cu la titulación de nitrato de plata-yoduro de potasio indicó un incremento en el contenido de cianuro libre de 0.003 % de cianuro de sodio a 0.018 % de NaCN mientras que un incremento de 0.203 % NaCN tendría que ser esperado.

Con todas las tres soluciones los autores implementaron la relación de NaCN total a cobre, agregando NaCN sólido hasta cercano al máximo de la velocidad del oro que se había esperado. La velocidad de disolución de oro fue graficada contra la relación molecular de NaCN total a cobre. Las curvas mostraron que con las tres soluciones existió un agudo incremento en la velocidad de disolución de oro a la zona que corresponde a una relación molecular de 3 moles de NaCN total a un mol de cobre que corresponde al complejo $N_2Cu(CN)_3$. La velocidad de disolución de oro al final de ésta etapa fue de aproximadamente del 60 % del máximo obtenido con NaCN. Después de esta etapa hubo un incremento lento en la velocidad de disolución del oro hasta que el máximo fue alcanzado cuando la relación molar de cianuro de sodio total a cobre fue aproximadamente de 1 a 1, esto correspondería al complejo $N_3Cu(CN)_4$. Así, ultimadamente las soluciones de cuprocianuro de sodio llegaron a tener un efecto disolvente sobre oro igual a una solución de cianuro de sodio que

contenga 0.01 % de NaCN o más. Para explicar éstos descubrimientos, se sugiere la hipótesis que la disolución de oro en soluciones de cuprocianuro es debido a la presencia de cantidades relativamente pequeñas de iones CN resultantes de la disociación de éstos complejos. Conforme la relación de cianuro total a cobre decrece en el paso para $\text{Na}_3\text{Cu}(\text{CN})_4$ a $\text{Na}_2\text{Cu}(\text{CN})_3$, la extensión de esta disociación decrece y el efecto disolvente. En la titulación de nitrato de plata de cuprocianuros, el nitrato de plata reacciona con los iones CN disociados para formar un cianuro de sodio plata relativamente estable. Durante esta reacción, decrecen progresivamente las cantidades de iones CN que son liberados desde los cuprocianuros hasta que el equilibrio es establecido entre los cuprocianuros y el nitrato de plata con lo cual un precipitado de yoduro de plata es formado. La cadena de reacciones que indican la disociación de los cuprocianuros de sodio puede ser representadas así;



En otras palabras la titulación de nitrato de plata mide el depósito total de los iones CN en una solución de cuprocianuro de sodio la cuál esta en última instancia disponible para el uso en cianuración y no en la intensidad instantánea de cianuros libres de esa solución. Estos iones CN son liberados como una pequeña corriente, la cual se hace más lenta conforme reaccionan con el nitrato de plata.

CIANURACIÓN DE MENAS DE ORO CON COBRE (16)

Hedley y Kentro investigaron el efecto del cobre en soluciones de cianuro en la extracción de oro de una mena 68 gr/ton de oro, 0.82 % de Cu todo como sulfuro, 1.08 % de Pb y 2.62 % de Zn. Los principales minerales en esa mena fueron calcopirita, pirita, esfalerita, galena, calcosita, covelita, oro, bornita, hematita, cuarzo, talco, clorito, sericita y carbonato. Calcopirita, el más abundante de los minerales de Cu fue comúnmente cubierto por un borde estrecho de calcocita o covelita, o ambos. El oro fue relativamente basto; partículas mayores de 50 micrones de tamaño se presentaron.

La cianuración de esta mena en la práctica no fue exitosa; aún después de 15 a 23 días de tratamientos los residuos ensayaron 11 gr/ton de oro.

Los resultados mostraron que el cianuro libre contenido en esta solución, como se indicó por el método usual de titulación fue de 0.076 % de NaCN; éste sería adecuado considerar para una extracción de oro máxima. La relación molar de NaCN total a Cu fue 3.47 a 1. Esto indicaría de los trabajos previos a los autores que existen una mezcla de complejos $\text{Na}_2\text{Cu}(\text{CN})_3$ y $\text{Na}_3\text{Cu}(\text{CN})_4$. Usando esta solución molida, los autores corrieron una serie de pruebas de cianuración en la mena de oro con cobre-presente. La mena fue tamizada de 66 % hasta -325 mallas; las pruebas fueron corridas a 25 % de sólidos en botellas de vidrio que fueron agitadas en rodillos por 48 horas. La cantidad de cianuro agregado en cada prueba fue variada. Al final de las pruebas la soluciones ricas fueron analizadas y así como también se determinó la relación de cianuro total y cobre.

La conclusión a partir de éstas pruebas fué, que cuando la relación en peso de cianuro de sodio a cobre, es mayor de 4 a 1 que es equivalente a la relación molar de 5 a 1, la extracción de oro es muy cercana al máximo.

Se realizaron pruebas adicionales en las que el contenido de cobre de la solución molida fue incrementada a valores mayores de 1 % añadiendo cianuro cuproso. En éstas pruebas también se agregó suficiente NaCN para mantener la relación en peso de cianuro de sodio a cobre de aproximadamente 4 a 1. Se obtuvieron altas extracciones de oro mientras esta relación se mantuvo, indicando así que estas soluciones que contienen concentraciones mayores de 1 % de cobre no son necesariamente "sucias" con respecto a su capacidad de disolver oro.

De su trabajo, Hedley y Kentro, concluyeron que en la cianuración de menas de oro que contenían cobre, el cobre se combina con más cianuro que de lo que hasta ahora se esperaba. Parte de éste cianuro combinado se reporta como cianuro libre por los métodos usuales de análisis, pero esto indicó que el cianuro libre deja de disolver al oro tan pronto como el cianuro libre real lo hace. Por lo tanto, bajo tales condiciones, el operador tiene una impresión errónea de la eficiencia de sus soluciones y frecuentemente condena tales soluciones como "sucias" donde necesitan la adición de cianuro correcta regresan a su estado normal. En la ausencia de un método confiable para la determinación de cianuro libre real en la solución molida compleja, la eficiencia de disolución de cualquier solución bajo estas proposiciones podrían ser determinadas mediante las pruebas actuales sobre la mena particular tratada. Esto puede ser realizado mediante pruebas de laboratorio de cianuración en

la alimentación del molino en las colas de los molinos, utilizando la solución de cianuro en cuestión. En una de las pruebas, la concentración de cianuro libre como era indicado por el método usual de titulación podría ser mantenida a la fuerza usual de molido. En otras pruebas, la concentración de cianuro de la solución incógnita podría ser incrementada y mantenida a varias concentraciones. Al mismo tiempo pruebas similares de cianuración podrían ser realizadas usando soluciones de cianuro fresco para propósitos de comparación. Si los resultados muestran que la eficiencia de la solución bajo investigación aumenta cuando se mantienen a mayores fuerzas de cianuro indicadas, entonces esta solución puede ser analizada para cobre, y para cianuro total por destilación. Si en la práctica es económicamente viable puede ser incrementada la solución del molino en la fuerza de cianuro.

La relación crítica de cianuro total a cobre puede ser determinada. Por otro lado, si la solución después de empezársele a incrementar su concentración de cianuro, es aún ineficiente solvente para oro, entonces es recomendable desecharlo.

RELACIÓN DE AMONIA/CIANURO (17)

El trabajo de Jarman y Brereton en 1905, ha mostrado que el consumo de cianuro con cobre oxidado contenido en las menas puede ser reducido por el uso del sistema amonia/cianuro. En su trabajo con 1.5 - 3 % de cobre soluble en la mena, la extracción óptima del oro y la extracción mínima del cobre fueron obtenidas a una relación de amonia cianuro alrededor de 2:1. Sin embargo, parecería haber

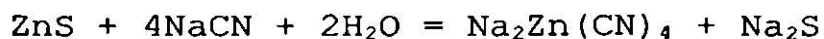
algunas bases del uso de mayores relaciones de amonia a cianuro a más altos contenidos de cobre.

Las pruebas de lixiviación de amonia/cianuro reportadas en la tabla siguiente, en las que se investigaron una relación de amonia a cianuro de 2:1. a 10:1. Las extracciones de oro no fueron tan favorables como con la lixiviación de cianuro correcta en la prueba A, con los mejores resultados alrededor de 70 a 77 %. Relaciones de amonia a cianuro altas resultaron en extracciones de cobre más altas, pero en menores valores de la extracción de oro a menos que la adición de cianuro fuera aumentada. Las pruebas D a G con adición inicial de cianuro de 16 kg. de cianuro de sodio por tonelada muestran que la relación de amonia a cianuro de 3:1 a 5:1 su comportamiento es similar. Las pruebas I a L con menor adición de cianuro de 8 kg./ton, mostraron que era insuficiente el cianuro en estos casos, y consecuentemente afecta a la extracción del oro.

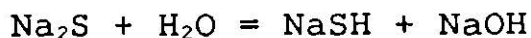
REACCIONES DEL CIANURO CON OTROS MINERALES PRESENTES EN LOS MINERALES DE ORO Y PLATA. (14)

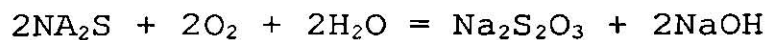
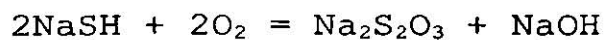
ESFALERITA

Reacción primaria:



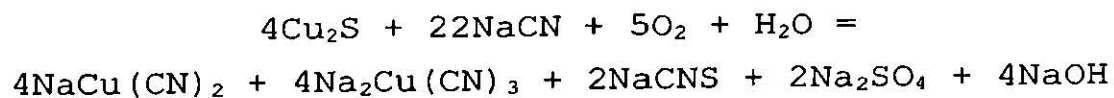
Reacciones secundarias:





CALCOSITA (Cu_2S)

Reacción primaria:

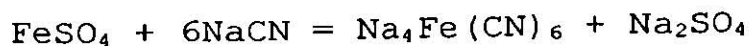
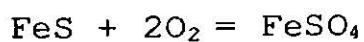


PIRROTITA (Fe_2S_6)

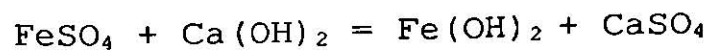
Reacción primaria:

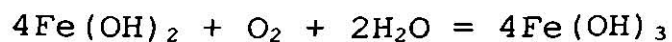


Reacción secundaria:



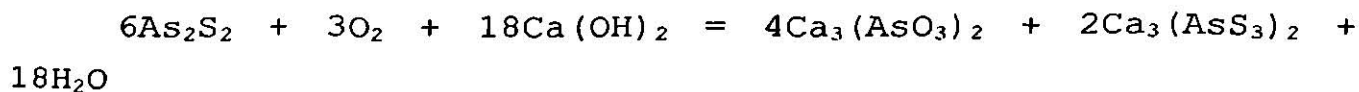
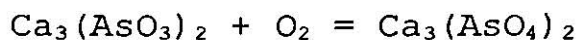
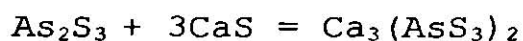
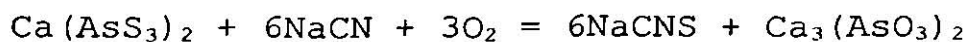
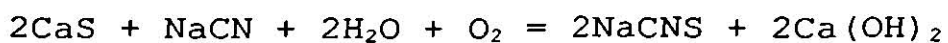
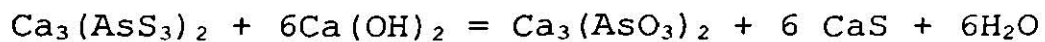
Reacciones terciarias:





OROPIMENTE (As_2S_3), Rejalgar (AsS) y Estibinita (Sb_2S_3) *

Reacciones:



* Se ejemplifica con el oropimente, pero la mecánica para rejalgar y estibinita son semejantes.

V. EQUIPO, MATERIAL Y REACTIVOS

Uno de los métodos más comunes para realizar la cianuración es el llamado dinámico o método de botellas, se empleó éste debido a que el contacto del mineral con cianuro es más íntimo, a su rapidez y a su fácil manejo al realizarse la lixiviación; el material y equipo que se empleó se enlista a continuación:

- Botellas de 1 galón de color ámbar
- Rodillos de Agitación (para los frascos)
- Balanza eléctrica
- 1 pH CORNING modelo 5
- 1 electrodo combinado CORNING para mediciones de pH.
- Pipetas de 5 y 10 ml.
- Vasos de precipitados de 100 y 250 ml.
- Embudos de vidrio
- Filtros de papel MUNKELL 1F 12.5 cm.
- Filtro prensa
- Charolas de metal porcelanizadas
- Mallas -80 y -100

REACTIVOS

- Cianuro de Sodio NaCN
- Cal
- Hidróxido de Sodio NaOH 1N
- Carbonato de Amonio $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$
- Hidróxido de Amonio NH_4OH
- Solución Buffer 10
- Solución Buffer 4
- Agua destilada
- Agua desionizada para limpiar los electrodos

VI. METODOLOGIA EXPERIMENTAL

El éxito industrial de los resultados obtenidos en la experimentación metalúrgica a nivel laboratorio, depende en gran parte de la muestra sujeta a investigación ya que ésta debe representar fielmente al mineral, es decir, en el contenido de los elementos o compuestos que forman su composición química, en los contenidos de especies mineralógicas que contengan los valores, así como también en el estado de alteración, tamaños y asociación de las mismas especies.

La muestra total se sujeta en un estudio a las operaciones siguientes:

A) Preparación de la muestra

La muestra en estudio proviene de las colas de flotación de Cobre de la mina de Dolores de la Negociación Minera de Sta. Ma. de La Paz, S.L.P.; las cuales tienen una composición de 1.5 ppm de Au, 80 ppm de Ag y 0.40 % de Cu.

Al obtener la muestra mineral se homogeneizó perfectamente para que ésta fuera representativa.

Este mineral se molió en seco a menos 100 mallas; se homogeneizó nuevamente; después, el producto molido se muestreó para ensayar y analizar lo que constituyeran las cabezas de experimentación y el resto se utilizó para las diferentes pruebas de cianuración que fueron corridas. Se formaron lotes de 100 gr. de muestra cada uno.

B) Preparación de la solución de Cianuro de Sodio.

Se molieron 10 gr. de Cianuro de Sodio y se guardaron en un frasco de plástico para la preparación de más soluciones.

Se preparó una solución madre (100 ml) de Cianuro de Sodio al 2 %, de donde se tomaron las alícuotas correspondientes.

C) Método de Cianuración.

Cada una de las pruebas de lixiviación se realizaron con 300 ml. de solución de Cianuro de Sodio previamente preparadas y 100 gramos de mineral contenidos en una botella de 4 litros color ámbar; el sistema se agitó en rodillos por un tiempo de 48 horas. La solución se preparó a la concentración deseada de cianuro de sodio, adicionando cal para ajustar el pH a un valor de 10.5-11.0 o, en su caso hidróxido de amonio e hidróxido de sodio.

I. Lixiviación en varias concentraciones de NaCN.

Con la solución madre de Cianuro de Sodio al 2 % se prepararon las siguientes soluciones para la lixiviación a: 0.02 %, 0.05 %, 0.07 %, 0.10 %, 0.05 %, 1.00 %, 2.00 % y 2.5 %.

El pH final de la pulpa se ajustó de 10.5 - 11.0 adicionandose cal si era necesario.

El procedimiento experimental, consistió en lo siguiente:

a) Se checó el pH a los 60 min de agitación y se ajustó el pH con Cal (o Hidróxido de Sodio cuando se emplee $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$).

B) Se checó el pH a las 24 horas de agitación y se ajustaba si era necesario.

c) Se midió el pH final.

d) Se dejó asentar la pulpa por 2 horas y se tomó una alícuota de aproximadamente 100 ml para ensayar por Au, Ag, Cu, Fe y As. Se filtró la alícuota y el filtrado se envió a ensaye.

e) Se filtraron los residuos sólidos y se lavaron tres veces con agua destilada a pH 10.5.

f) Se secaron los residuos sólidos y se prepararon para ensaye de Au, Ag, Cu, Fe y As.

II. Lixiviación con 0.05 % de NaCN empleando $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$ a distintas concentraciones:

0.10 gramos de $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$
0.20 gramos de $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$
0.30 gramos de $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$
0.50 gramos de $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$
1.00 gramos de $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$

Se ajustó pH a 10.5 - 11.0 con la solución de NaOH 1N.

Se realizó de a) a f).

II. Lixiviación con 0.10 % de NaCN empleando $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$ a distintas concentraciones:

0.10 gramos de $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$
0.20 gramos de $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$
0.30 gramos de $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$
0.50 gramos de $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$
1.00 gramos de $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$

Se ajustó pH a 10.5 - 11.0 con la solución de NaOH 1N.

Se realizó de a) a f).

IV. Lixiviación NaCN empleando NH_4OH .

Con la solución madre de Cianuro de Sodio al 2 % se prepararon las siguientes soluciones para la lixiviación a: 0.00667 %, 0.00133 %, 0.02 %, 0.05 %, 0.07 %, 0.10 %, 0.133 %, 0.20 % y 0.2666 %.

El pH final de la pulpa se ajustó de 10.5 - 11.0 adicionandose NH_4OH si era necesario.

Se empleó la misma cantidad de NH_4OH para todas las pruebas.

Se realizó de a) a f).

V. Calibración del pHmetro

Es importante mencionar que la calibración del pHmetro se debió realizar para cada una de las pruebas, de acuerdo al procedimiento siguiente; se lava el electrodo con agua desionizada procurando que no queden partículas adheridas al mismo; en seguida se seca con un pedazo de papel limpio; se introduce el electrodo en la solución buffer 10 en caso de que no esté calibrado se ajusta el aparato al valor de 10 exacto, se deja dentro de la solución buffer como unos 30 min para que la calibración sea correcta y el aparato se adapte.

VI. Preparación de muestras para análisis

Una vez transcurridas 48 hrs. de lixiviación, se tomaron las alícuotas de 100 ml., de cada una de las pruebas; se filtraron éstas y las pulpas obtenidas. Las primeras se filtraron en embudos de vidrio con filtros de papel 1F, en algunos casos fué necesario utilizar bomba de vacío y/o centrifugarlos ya que la partícula del mineral era muy pequeña y no fué posible filtrarla normalmente. Las alícuotas se enviaron a análisis químico en fracos de 100 ml.

El filtrado de la pulpa para obtener el mineral se realizó en un filtro prensa utilizando como medio filtrante papel periódico, la muestra filtrada se colocó en una charola metálica y secó perfectamente el mineral utilizando una estufa. Una vez seco se pulverizó y se homogenizó para ser enviado a análisis químico para ensaye de Au, Ag, Cu.

Las muestras sólidas se analizaron por el método de copelación y las muestras líquidas por absorción atómica.

VII. RESULTADOS Y DISCUSIONES

La presencia de cobre en minerales de oro es un problema muy agudo debido al excesivo consumo de cianuro, que aumenta significativamente los costos de producción del proceso y disminuye la recuperación de oro. Este cobre consume grandes cantidades de cianuro por la formación de cianocomplejos de cobre: $\text{CuCN}(\text{ac})$, $\text{Cu}(\text{CN})^{-2}$, $\text{Cu}(\text{CN})_2^{-3}$ y $\text{Cu}(\text{CN})_3^{-4}$. En menas de oro con una mineralización importante de cobre, con más de 1%, la recuperación de oro por cianuración es antieconómica y se requiere de un pretratamiento para eliminar el cobre.

Para los minerales de oro que contienen un alto contenido de sulfuros de cobre, la ruta más económica para procesarlos es producir por flotación un concentrado de cobre-oro y recuperar el oro por fundición. Sin embargo, por esta ruta se requiere obtener un producto con un requerido contenido de grado de cobre, que causa una baja recuperación de oro, obteniéndose residuos con una cantidad importante de oro que resulta atractivo tratarlos.

La lixiviación de minerales de oro y óxidos de cobre, con una mezcla de cianuro y amoníaco, se ha empleado en diversas ocasiones desde que fue patentado por Hunt en 1901. Churchill y Laxen en 1966, demostraron que ciertas mezclas de NH_3/CN^- disuelven menos cobre que solo el amoníaco ó el cianuro.

En unos estudios de lixiviación con unas colas de 1.2% Cu y 6 g/ton Au, Ruane en 1988, demostró que la adición de

5 kg/ton de NH_3 disminuyó el consumo de cianuro de sodio de 20 kg/ton a 1.6 kg/ton con una extracción de 70% de Au y 35% de Cu.

En este estudio, se han empleado colas que contienen los siguientes minerales que fueron identificados por microscopía óptica:

Mineral	Fórmula
Calcopirita	CuFeS_2
Pirita	FeS_2
Galena	PbS
Estibinita	Sb_2S_3
Hematita	Fe_2O_3
Arsenopirita	FeAsS
Tetraedrita	$4\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{Sb}_2\text{S}_3$

La composición química de las colas es la siguiente:

Fierro	5.00%
Cobre	0.40%
Oro	1.50 g/ton
Plata	80.0 g/ton

A continuación se presenta un análisis de costos preliminar.

VALOR ECONÓMICO:

16.88 Dlls/ton, en oro a 410.00 Dlls/oz Au
13.38 Dlls/ton, en plata a 5.20 Dlls/oz Ag

TOTAL= 30.26 Dlls/ton de mineral

La recuperación de oro mediante lixiviación con cianuro de sodio se presenta en la Figura 1, la cual también contiene la recuperación de plata. Se nota que se tiene una excelente recuperación de oro y plata, alrededor de 90% y 80% respectivamente, pero con una cantidad excesiva de cianuro de sodio. Esta cantidad es mayor de 30 kg/ton, que representa un costo preliminar superior a \$43.50 Dlls por concepto de cianuro de sodio adicionado, a un precio de \$1.45 Dlls/kg. Con este gasto, se rebasa totalmente el valor económico de 30.26 Dlls/ton del mineral. Por tanto, el proceso resulta antieconómico con dicha dosificación de cianuro. La cantidad excesiva de cianuro de sodio, se debe a la reacción de este reactivo con el cobre del mineral, que como se muestra en la figura 6, también se lixivias, siendo su recuperación del orden de 60%.

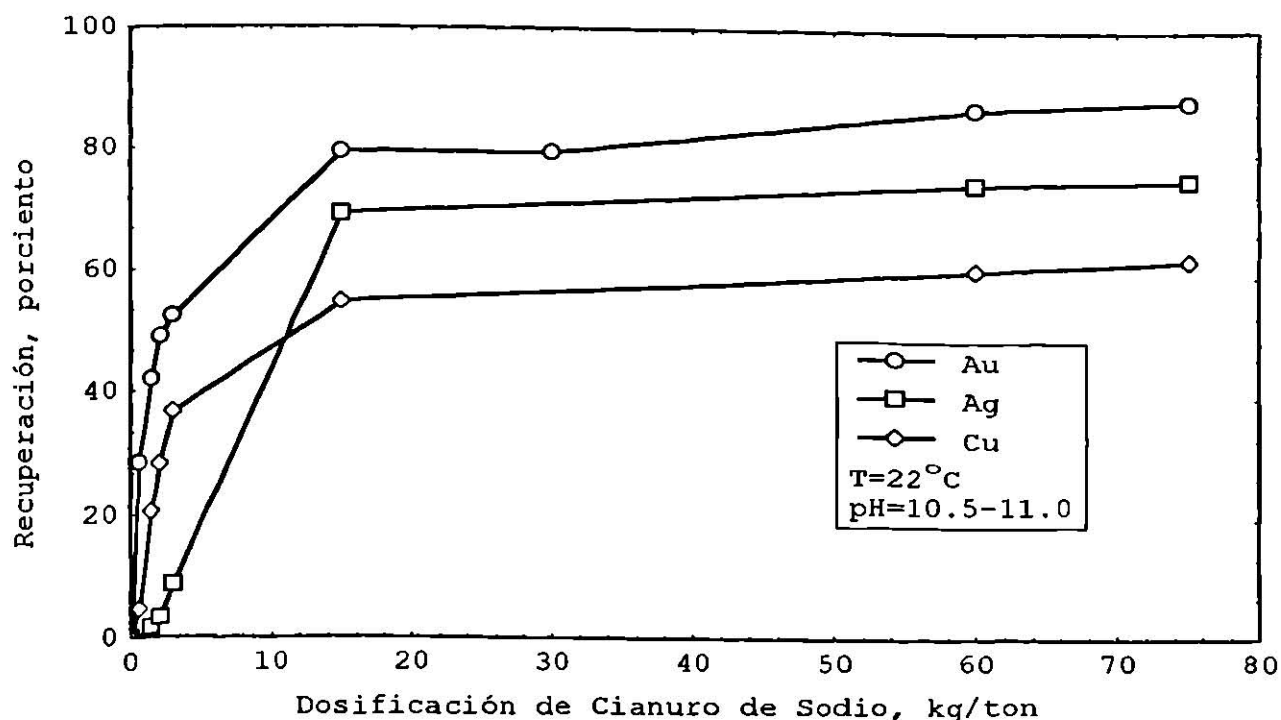
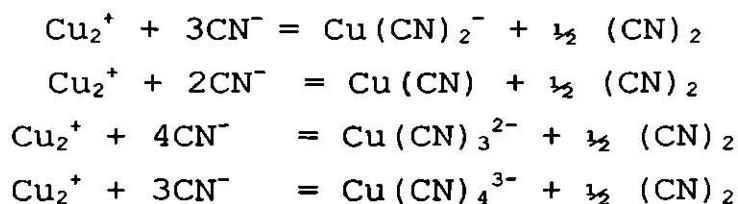


Figura 6. Efecto de la Dosificación de Cianuro de Sodio en la Recuperación de Au, Ag y Cu de las colas de la Negociación Minera Sta. María de la Paz.

La lixiviación del cobre no solo es por la formación de complejos de cianuro, sino también por la destrucción de cianuro. Estas reacciones son las siguientes:



Para disminuir la dosificación de cianuro de sodio, se ha empleado el amoníaco, presentándose en la figura 7, los resultados de recuperación de oro, plata y cobre en la lixiviación de las colas.

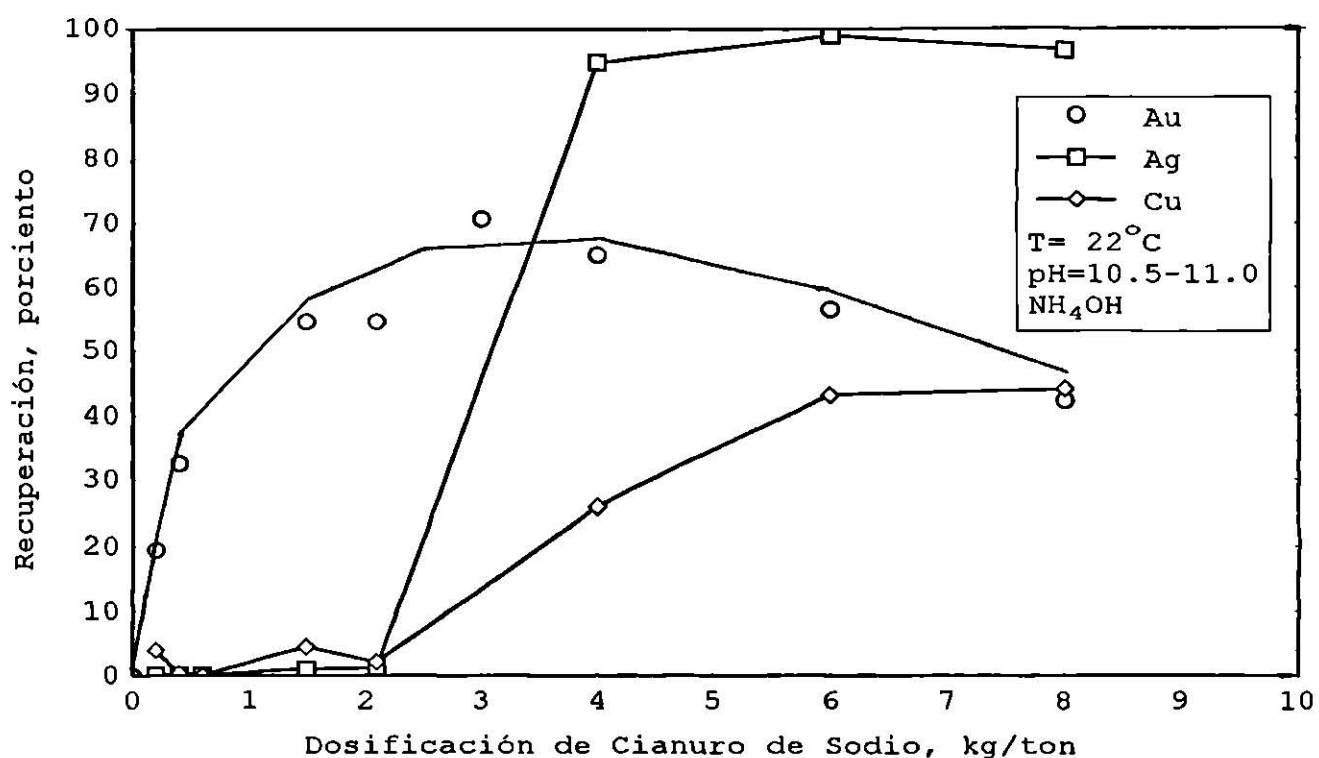


Figura 7. Efecto de la Dosificación de Cianuro de Sodio en la Recuperación de Au, Ag y Cu de las colas de la Negociación Minera Sta. María de la Paz.

En estos experimentos, el pH fue ajustado con hidróxido de amonio en vez de cal. Tal como se observa en la figura 7, la presencia de amoniaco disminuye la dosificación de cianuro de sodio, a aproximadamente 4 kg/ton, para una recuperación de oro cercana al 70% y de plata superior al 90%. Esta cantidad de cianuro, representa un costo de 5.80 Dlls/ton, que es mucho menor del valor económico del mineral. Por tanto, El proceso resulta viable con éstas condiciones de empleo de amoniaco.

A continuación se presenta un análisis de costos comparativo entre el método tradicional y el método propuesto, tomando en cuenta la recuperación de los metales en estudio y el costo del cianuro necesario para este fin.

Costo del Mineral = 30.26 Dlls por ton.

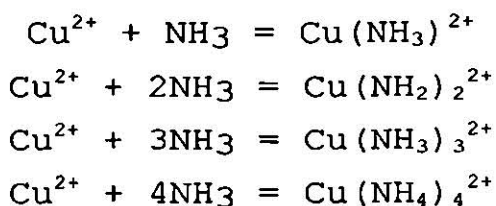
Costo del Cianuro = 1.45 Dlls por kg.

Tabla 4. Análisis de costo comparativo

METODO	MINERAL	RECUPERACION	DOSIFICACION DE CIANURO	COSTO DEL PROCESO RESPECTO AL CIANURO
SIN AMONIO TRADICIONAL	Au	70.0 %		14.5 Dlls/ton
	Ag	42.5 %	10 kg/ton	
	Cu	42.5 %		
CON AMONIO PROPUESTO	Au	70.0 %		5.80 Dlls/ton
	Ag	95.0 %	4.0 kg/ton	
	Cu	28.0 %		

De acuerdo a la tabla 4, se puede percibir que para una misma recuperación de oro, por el método tradicional se requiere de cianuro de sodio en una cantidad mayor al doble a la necesaria por el método propuesto, esto implica un menor costo de operación empleando el método propuesto en este proyecto.

El efecto del amoniaco en el proceso de cianuración, se ha explicado por la reacción de este compuesto con los iones cobre, con la formación de complejos de amonio, de acuerdo a las reacciones siguientes:



La formación de éstas especies están determinadas por el pH, la concentración de amonio y el potencial redox en la pulpa. Esto se puede observar en la figura 8, que muestra que el complejo $\text{Cu}(\text{NH}_3)_2^{+4}$ es estable en el rango de pH 8.0-12.0, que fue el empleado en este estudio. A valores de pH mayores, el cobre precipita como CuO ó $\text{Cu}(\text{OH})_2$.

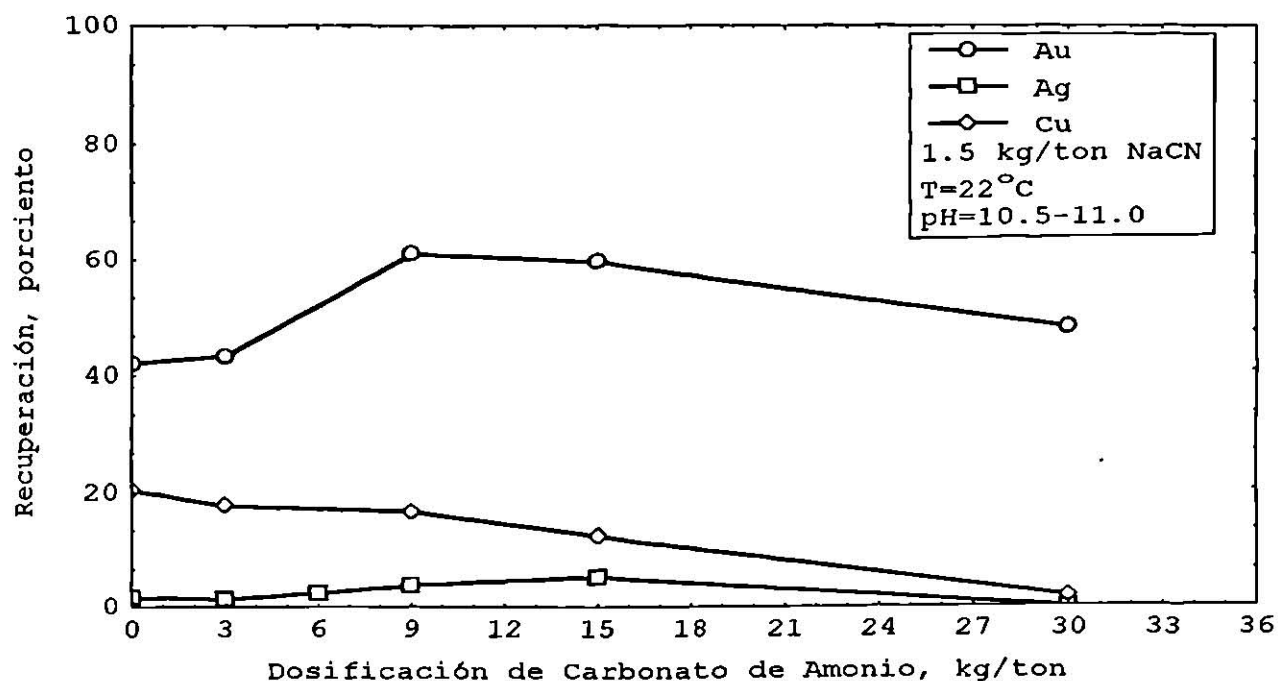


Figura 9. Efecto de la Dosificación de Carbonato de Amonio en la Recuperación de Au, Ag y Cu de las colas de la Negociación Minera Sta. María de la Paz.

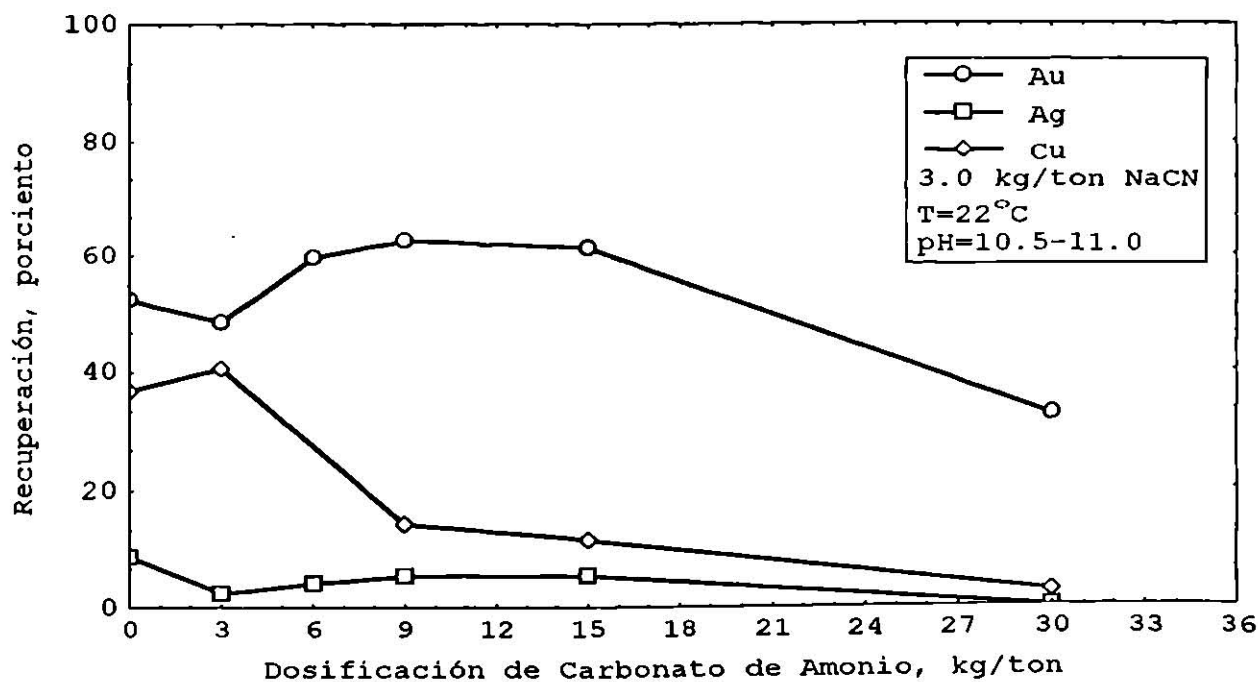


Figura 10. Efecto de la Dosificación de Carbonato de Amonio en la Recuperación de Au, Ag y Cu de las colas de la Negociación Minera Sta. María de la Paz.

Como se nota, la recuperación de oro también aumenta, a un orden de 60 %, con el carbonato de amonio y un consumo de 1.5 kg/ton de cianuro de sodio.

Con el carbonato de amonio, el proceso de recuperación de oro es más efectivo, que con el empleo único de amoníaco.

En las figuras 11, 12 y 13, observamos el efecto del hidróxido de amonio como modificador de pH.

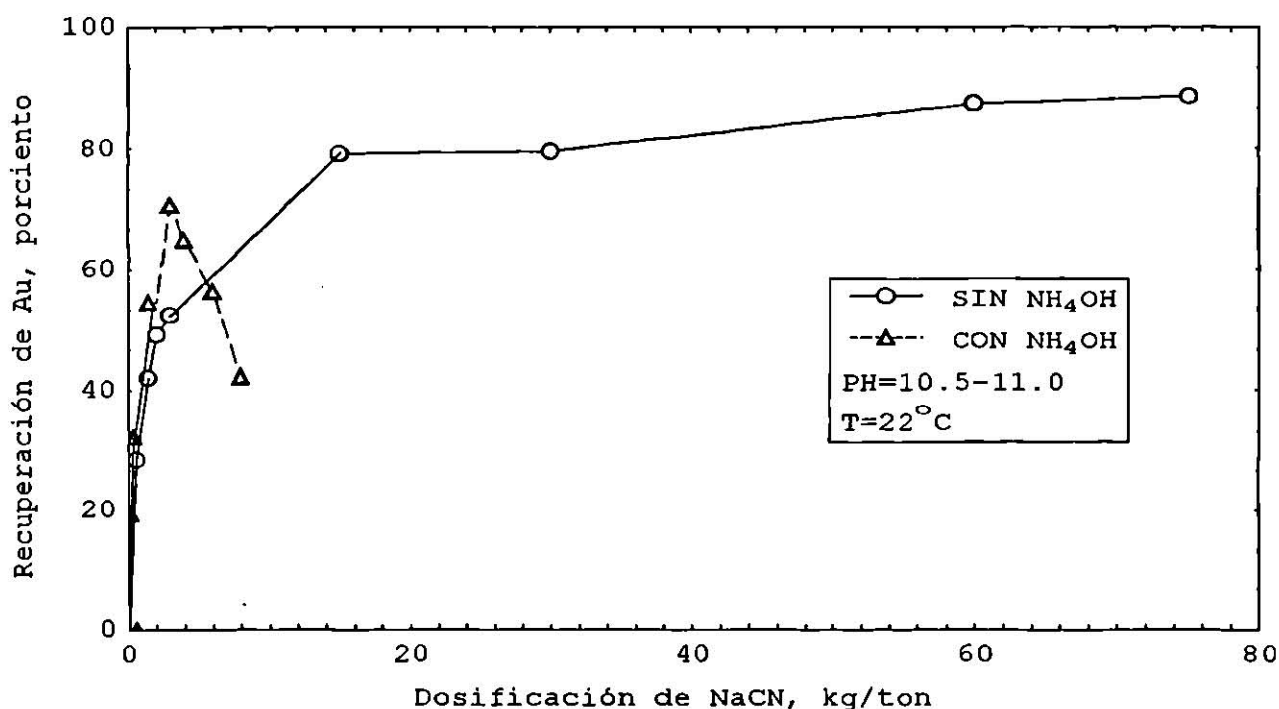


Figura 11. Efecto de la Dosificación de Cianuro de Sodio en la Recuperación de Au, de las colas de la Negociación Minera Sta. María de la Paz.

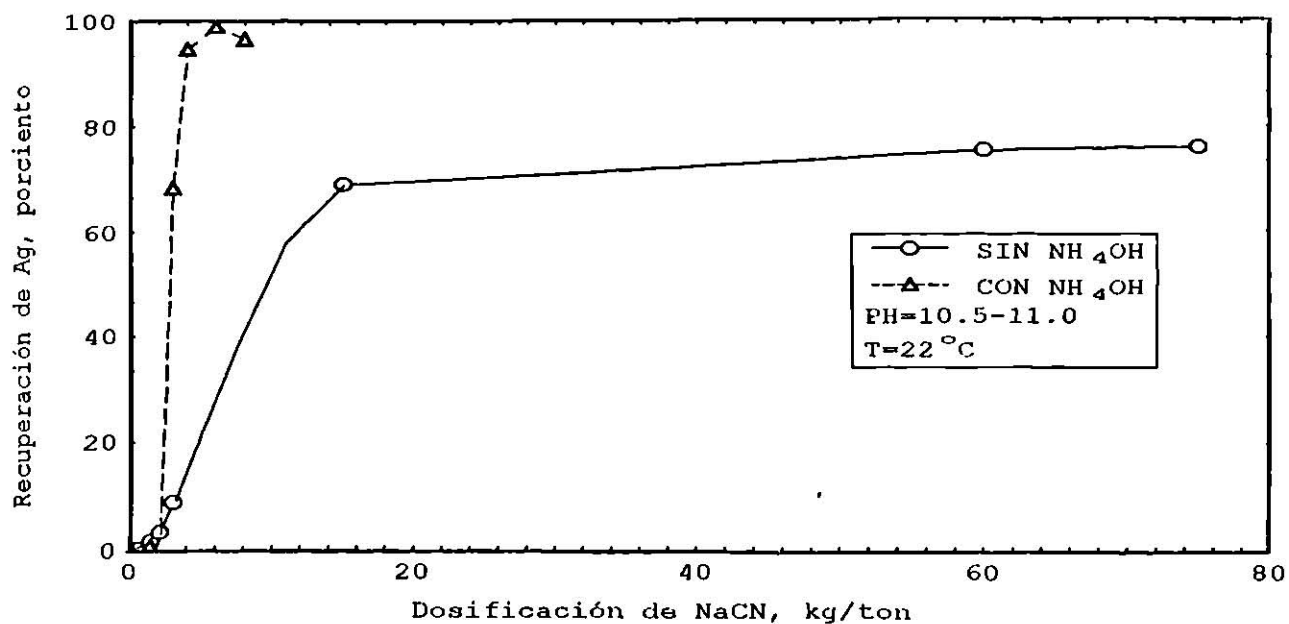


Figura 12. Efecto de la Dosificación de Cianuro de Sodio en la Recuperación de Ag, de las colas de la Negociación Minera Sta. María de la Paz.

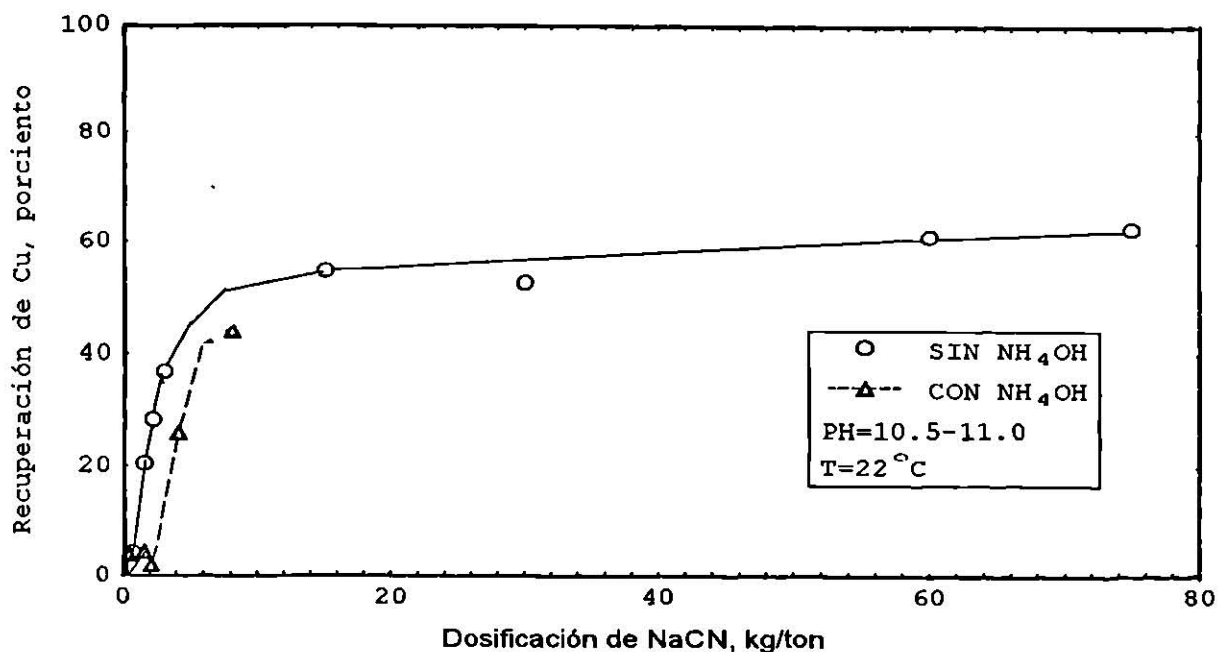
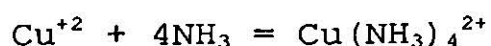
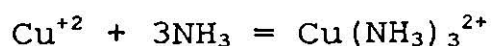
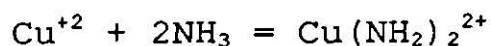
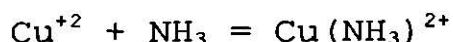


Figura 13. Efecto de la Dosificación de Cianuro de Sodio en la Recuperación de Cu, de las colas de la Negociación Minera Sta. María de la Paz.

En la figura 11 se observa que utilizando NaOH se alcanza un máximo de recuperación de oro del 70 % utilizando solamente 4 Kg/Ton de NaCN; en cambio si no se utiliza se tiene una recuperación de Au del orden del 80 % pero utilizando 15 Kg/Ton que es un consumo muy alto.

VIII. CONCLUSIONES

El empleo de amoníaco, aumentó la selectividad para recuperar más oro y plata, disminuyendo la recuperación de cobre, debido a las probables reacciones que se presentan:



en las que se muestra el efecto que causa el amoníaco sobre el cobre para formar complejos cianógenos que afectan la disolución del oro; es decir el amoníaco logra inhibir al cobre de tal manera que logra optimizar la selectividad de la lixiviación recuperando más oro y plata; la formación de éstas especies están determinadas por el pH, la concentración de amonio, el potencial redox, de acuerdo con el diagrama de potencial-pH de la figura 8 mostrada en los resultados se observa que el complejo $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{+2}$ es estable en el rango de pH 8.0-12.0, a valores de pH mayores, el cobre precipita como CuO ó $\text{Cu}(\text{OH})_2$; cabe mencionar que uno de los problemas más frecuentes en la cianuración es la presencia de minerales de cobre ya que su recuperación es muy alta comparada con la recuperación de los otros valores que contenga la mena.

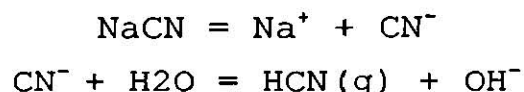
El uso de amonio ayudó también a disminuir la cantidad de cianuro, utilizándolo a más bajas concentraciones de las que normalmente se requeriría; con esto reduce en gran parte el gasto, y el proceso se hace económicamente factible

debido también a la cantidad de agua utilizada puesto que se disminuye la dosificación del cianuro; se puede decir que es ambientalmente adecuado.

Ayuda a la neutralización de resultados de componentes ácidos para la descomposición de varios minerales en la mena, en soluciones de cianuro.

Mejora la extracción, debido a que la mena tratada contiene minerales que se descomponen más rápidamente en soluciones alcalinas altas.

El empleo de amoniaco disminuye considerablemente el consumo de NaCN en la recuperación de oro, plata y cobre, debido a la disolución de Cianuro de Sodio que se presenta en soluciones acuosas, en donde el ión cianuro se hidroliza de acuerdo a la reacción siguiente:



La extensión con la cual procede ésta hidrólisis en soluciones de cianuro comerciales en agua depende principalmente a la cantidad de álcali libre en el cianuro, con el empleo del amonio la hidrólisis es retardada debido a la ausencia de álcali libre apreciable, debido a esto se previene la pérdida de cianuro por hidrólisis; así como también ayuda a contrarrestar el efecto de constituyentes ácidos de la mena, ya que éstos pueden liberar ácido cianhídrico .

El carbonato de amonio es más efectivo que el empleo de amoniaco, ya que el Carbonato mantiene la alcalinidad de la solución y reacciona con el dióxido de carbono formando compuestos ino cuos.

XI. REFERENCIAS

1. SEMIP, Secretaría de Energía, Minas e Industria Paraestatal, "Curso Internacional de capacitación en procesamiento y tecnología de minerales.", 1988.

2. Hasbashi, F., "Kinetics and Mechanism of gold and silver dissolution in cyanide."

3. Kameda, "Fundamental Studies on Solution of Gold in cyanide Solutions I., Sci. Rept. Research Inst. Tohoku Univ. Japan., Ser A.V.1, pp. 133-138 (1949).

4. Brasky; Rasky G., Swainson, J. y Hadley, N., "Factors in Dissolution of gold and silver.", Trans. AIME, 112 (1954), pp. 660-667.

5. LUND V., "The corrosion of silver by potassium cyanide solutions and oxygen.", Acta Chem. Scand. (5) 1951, pp. 555-567.

6. Kameda M., "On equation of reactions and effects of cyanide strength and other variables on dissolution rate."

7. Kakovski I. y Kholomanskikh Y., "The kinetics of the silver cyaniding process.", Izv. Akad. Nauk. S.S.S.R., Otdel Tekhn. Nauk Met. i Toplivo. V. (5) 1959, pp. 97-106.

8. Dietz G. y Halpern J., "Reaction of silver with aqueous solution of cyanide and oxygen.", J. of Metals (5) 1953, pp. 1109.

9. Kameda M., "Effect of alkalies, lead acetate, and some impurities contained in coul cyanide solutions.", III Sci. Rept. Research Inst. Tohoku Univ. Japan, Serv. A. 1. pp. 435-444 (1949).

10. Kameda M., "Effect of water-solid ratio, cyanide strength, alkalies, lead acetate, and impurities on solution rate of gold and silver.", IV Sci. Rept. Research Inst. Tohoku Univ. Japan, Serv. A. 1. (1950).

11. Leaver E., Woulf J.; y Karchmer N. "Oxigen as an aid in the dissolution of Ag by cyanide from various silver minerals.", USBM RI 3064 y RI 3436 (1931).

12. Ivanovskii M., "Effect of certain liquid-phase components on rate of solution of silver and gold in cyanide solution.", Inst. Tsutnoi Metal i Zolota, Sbornik, Nauk. Trudov, Moskov V(54) 1958, pp. 283-297.

13. Fink C. y Putman G., "The action of sulfide ion and of metals salts on the dissolution of gold in cyanide solutions.", Am. Inst. Min. Met. Eng. Trans. (187) 1950, pp. 952-955.

14. Hadley N. y Tabachnick H., "Chemistry of cyanidation", Cyanamid Co. Mineral Dressing Notes No. 23, New York 1958.

15. Norman Hedley y Tabachnick, "Química de cianuración", Sección I.

16. Norman Hedley y Tabachnick, "Química de cianuración", Sección III.

17. World gold 1989, "Recovery of gold from copper-bearing ores.", Chapter 44.

18. Jun Li and Milton E. Wadsworth, "Rate processes of silver cyanidation.", Department of Metallurgical Engineering, University of Utah, Salt Lake City, Utah 841.

19. David M. Muir, Stephen R. La Brooy, Tong Deng and Pritam Singh., "Mechanism of the ammonia-cyanide system for leaching copper-gold ores.", A.J. Parker center for hydrometallurgy. Murdoch University, Perth., Western Australia WA 6150. Chapter 12.

20. Xinghui Meng and Kenneth N. Han., "The dissolution behavior of gold in ammoniacal solutions.", Department of Metallurgical Engineering, South Dakota School of Mines and Technology. Rapid city, sd 57701-3995.

21. Smith and Mudder., "Chemistry and treatment of cyanidation wastes.", Mining Journal Books, London.

22. American Cyanamid Company., "Mineral dressing notes." Chemistry of Cyanidation by Norman Hedley and Howard Tabachnick, Number 23, 30 Rockefeller Plaza, New York 20, New York, June 1958.

X. APENDICE

Resultados de análisis químicos de las pruebas de lixiviación

I.Conc. NaCN

		Solución			Sólidos			Distribución		
		Conc. ppm			Conc. ppm			Porcentaje %		
Conc. NaCN, %	Kg/Ton NaCN	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
0.02	0.6	0.1	0.02	64	0.75	29	0.38	28.5714	0.2064	4.8096
0.05	1.5	0.23	0.17	283	0.95	29	0.33	42.0731	1.7282	20.4627
0.07	2.1	0.28	0.33	394	0.87	29	0.3	49.1228	3.3011	28.2639
0.1	3	0.32	0.84	485	0.87	26	0.25	52.4540	8.8359	36.7888
0.5	15	0.47	7.4	760	0.37	10	0.19	79.2134	68.9440	54.5454
1.0	30	0.48	7.1	700	0.37	42	0.19	79.5580	33.6492	52.5000
2.0	60	0.58	8.1	840	0.25	8	0.16	87.4371	75.2321	61.1650
2.5	75	0.65	8.4	900	0.25	8	0.16	88.6363	75.9036	62.7906

II. Conc. 0.05% NaCN

		Solución			Sólidos			Distribución		
		Conc. ppm			Conc. ppm			Porcentaje %		
Conc.	Kg/Ton (NH ₄) ₂ CO ₃ , gr	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
0.1	3.0	0.19	0.12	216	0.75	25	0.30	43.1818	1.4195	17.763
0.2	6.0	0.17	0.23	.15	0.75	27	0.30	40.4761	2.4918	0.0151
0.3	9.0	0.39	0.39	226	0.75	29	0.34	60.9375	3.8780	16.625
0.5	15	0.37	0.56	156	0.75	30	0.33	59.6774	5.3030	12.420
1.0	30	0.32	0.0	24	1.05	30	0.38	47.7611	0.0	1.8595

III.Conc. 0.10% NaCN

		Solución			Sólidos			Distribución		
		Conc. ppm			Conc. ppm			Por ciento %		
Conc.	Kg/Ton (NH ₄) ₂ CO ₃ , gr	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
0.1	0.13	0.3	0.23	540	0.95	27	0.33	48.6486	2.4918	32.926
0.2	0.26	0.37	0.39	140	0.75	27	0.34	59.6774	4.1533	8.4051
0.3	0.39	0.42	0.56	192	0.75	29	0.34	62.6865	5.4758	14.486
0.5	0.515	0.37	0.56	156	0.70	29	0.34	61.3259	5.4758	12.099
1.0	1.03	0.02	0.0	36	1.25	27	0.37	32.4324	0.0	2.8361

VI.Conc. NaCN con NH₄OH

		Solución				Sólidos				Distribución			
		Conc. ppm				Conc. ppm				Porcentaje %			
Conc. NaCN, %	Kg/Ton NaCN	Au	Ag	Cu		Au	Ag	Cu		Au	Ag	Cu	
0.0067	0.2	1.25	27.0	0.4	0.4	0.1	0.0	54	19.3548	0.0		0.0162	
0.0133	0.4	1.25	33.0	0.39	0.39	0.2	0.0	3.3	32.4324	0.0		3.8923	
0.020	0.6	1.37	28.0	0.37	0.37	0.0	0.0	0.2	0.0	0.0		0.2532	
0.05	1.5	0.75	27.0	0.36	0.36	0.3	0.09	56	54.5454	0.9900		4.4585	
0.07	2.1	0.75	29.0	0.4	0.4	0.3	0.12	28	54.5454	1.2261		2.0568	
0.10	3.0	0.62	10.0	0.2	0.2	0.5	7.2	920	70.7547	68.3544		57.9831	
0.1333	4.0	0.50	16.0	0.21	0.21	0.31	94	246	65.0349	94.6308		26.0042	
0.20	6.0	0.51	10.0	0.22	0.22	0.22	280	556	56.4102	98.8235		43.1230	
0.2666	8.0	0.41	23.0	0.1	0.1	0.1	210	603	42.2535	96.4777		44.0253	

