**XII CONFERENCIA “LA INGENIERÍA QUÍMICA: DESARROLLO, POTENCIALIDADES Y SUS RETOS**

**Influencia del cobre en la cinética de lixiviación de minerales aurocupríferos con cianuro**

***Influence of copper on the leaching kinetics of aurocuprive minerals with cyanide***

(A partir de aquí todo estará justificado, tamaño de letra Times New Roman, 1.5 de interlineado y 12 puntos.).

**MSc. Eduardo A. Mérida La O1, MSc. Marcela Figueredo Frías2, Dr. José Castellanos Suarez3, Ing. Eliecer Hidalgo Liriano4, Téc. Andiel Martínez Quiñones5, Lic. Giselle Valdiavia García6**

1-Eduardo A. Mérida La O, Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM), Carretera de Varona km 11/2, Boyeros, La Habana, Cuba. Telf. 7643-9036 ext. 117. [eduardo@cipimm.minem.cu](mailto:eduardo@cipimm.minem.cu)

2- Marcela Figueredo Frías, Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM), Carretera de Varona km 11/2, Boyeros, La Habana, Cuba. Telf. 7643-9036 ext. 126. [marcela@cipimm.minem.cu](mailto:marcela@cipimm.minem.cu)

3-José Castellanos Suarez, Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM), Carretera de Varona km 11/2, Boyeros, La Habana, Cuba. Telf. 7643-9036 ext. 154. [castasuarez@gmail.com](mailto:castasuarez@gmail.com)

4-Eliecer Hidalgo Liriano, Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM), Carretera de Varona km 11/2, Boyeros, La Habana, Cuba. Telf. 7643-9036 ext. 118. [eliecer@cipimm.minem.cu](mailto:eliecer@cipimm.minem.cu)

5-Andiel Martínez Quiñonez, Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM), Carretera de Varona km 11/2, Boyeros, La Habana, Cuba. Telf. 7643-9070. [andy@cipimm.minem.cu](mailto:andy@cipimm.minem.cu)

6-Giselle Valdivia García, Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM), Carretera de Varona km 11/2, Boyeros, La Habana, Cuba. Telf. 7643-9070. [giselle@cipimm.minem.cu](mailto:giselle@cipimm.minem.cu)

**Resumen:** La lixiviación con cianuro ha sido ampliamente aceptada como un excelente método industrial para recuperar oro y plata. Sin embargo, en muchas ocasiones el oro se encuentra asociado en la mena a minerales de cobre. Estos minerales representan un gran problema debido a su solubilidad en soluciones cianuradas, el cobre reacciona formando un complejo de cianuro de cobre, aumentando así el consumo de cianuro e inhibiendo la extracción de oro y plata.

El objetivo del presente trabajo es estudiar la cinética de lixiviación de Au, Ag y la influencia de los agentes cianicidas con empleo de la tecnología de cianuración por percolación, de menas aurocupríferas a escala de laboratorio en columnas de 1m y 2m de altura. Las variables experimentales ensayadas fueron: concentración de cianuro (0,03; 0,1 y 0,5 g/L) y tasa de irrigación (10, 20, 30 L/m2h). El método empleado para la determinación del contenido de oro y plata en el mineral cabeza y las colas fue docimasia, la concentración de metales (Au y Ag) e impurezas en soluciones de lixiviación se determinaron por técnicas de análisis químico elemental por (ICP) Espectroscopia de Masa de Plasma Acoplada Inductivamente.

Las menas respondieron satisfactoriamente al proceso de cianuración, obteniéndose una recuperación del 66.4% de oro y menos del 20% de cobre con los ajustes pertinentes en el proceso para evitar su disolución prioritaria en estos tipos de procesos. Los mejores índices tecnológicos obtenidos para la extracción de oro y plata fueron: concentración de NaCN de 0,03 g/L, flujo de irrigación de 20 L/m2\*h, para el tipo de mineral estudiado. El cobre como otros agentes cianicidas tiene una influencia negativa en la lixiviación del oro con este tipo de tecnologías, ya que es un gran consumidor de agente lixiviante e impide la disolución del oro en el mineral.

***Abstract:*** Cyanide leaching has been widely accepted as an excellent industrial method to recover gold and silver. On many occasions, gold is associated in the ore to copper minerals, presenting a big problem due to the solubility of copper in cyanide solutions, forming cyanide complexes, increasing the consumption of cyanide and inhibiting the extraction of gold and silver.

The objective of the present project was to study the leaching kinetics of Au, Ag and the influence of copper as a cyanicide in the cyanidation process by percolation at a laboratory scale, in columns of 1 and 2 m in height. The experimental variables tested were: cyanide concentration (0.03, 0.1 and 0.5 g / L) and irrigation rate (10, 20, 30 L / m2h). The method used to determine the content of gold and silver in the head mineral and the tails was docimasia, the concentration of metals (Au and Ag) and impurities in leaching solutions were determined by (ICP) Inductively Coupled Plasma Mass Spectroscopy.

The samples responded satisfactorily to the cyanidation process, obtaining a recovery of 66.4% gold and 20% copper. The best technological indices obtained were: NaCN concentration of 0.03 g / L, irrigation flow of 20 L / m2 \* h. Copper as cyanicide has a negative influence on the leaching of gold in this type of technology, being a large consumer of cyanide and retarding the kinetics of gold dissolution.

**Palabras Clave:** Cianuro; Oro, Cobre

***Keywords:*** *Cyanide, Gold, Copper*

### 1. Introducción

En los últimos años, la recuperación del oro ha experimentado un gran impulso ante el significativo aumento del precio del metal, desde alrededor de 600 USD /Oz (promedio 2006) hasta cerca de 1300 USD/Oz actualmente (primer trimestre del 2014), situación que ha estimulado el proceso inversionista en la explotación de nuevos yacimientos para la recuperación del metal precioso.

La lixiviación con cianuro ha sido ampliamente aceptada como un excelente método industrial para recuperar oro y plata. Mientras que la lixiviación en pila es una lixiviación por percolación de mineral acopiado sobre una superficie impermeable, preparada para colectar las soluciones; a escala industrial contempla el tratamiento de 1000, 10 000 hasta 50 000 ton/día o más de mineral. Es también atractiva para el desarrollo de depósitos pequeños. Su gran flexibilidad operativa le permite abarcar tratamientos cortos (semanas) con mineral triturado o bastante prolongados (meses hasta años) con mineral grueso, al tamaño producido en la mina. La adopción de la técnica está condicionada a las características del mineral, habiéndose determinado en forma práctica y a escala piloto los índices favorables, por sus menores costos de capital y de operación,

Sin embargo, cuando se tratan menas donde el oro se encuentra asociado a minerales de cobre, siempre están fuertemente unidos. Vale la pena recordar que la presencia de cobre en menas de oro es uno de los principales problemas para la operación de lixiviación y recuperación de oro, debido a que el cianuro tiene preferencia por el cobre. Ya que el cobre reacciona formando un complejo de cianuro de cobre, aumentando el consumo de cianuro e inhibiendo la extracción de oro y plata o requiriendo una mayor cantidad de cianuro en la solución. **[1]**

2Cu +4NaCN +2H2O↔Na2Cu2(CN)4 + 2NaOH +H2 (1)

En cuanto a la formación de complejos cianurados de cobre se puede decir que el CuCN puede ser disuelto en la presencia de exceso de cianuro para formar iones cianocuprosos Cu(CN)2-, Cu(CN)32-, Cu(CN)43- en soluciones acuosas, aumentando como se dicho el consumo de cianuro.

Los minerales que contienen oro asociado a los minerales de sulfuro de cobre que afectan la selección del proceso o a las condiciones de operación. La disolución del cobre generalmente es indeseable durante la lixiviación ya que puede consumir cianuro y disolver oxígeno, retardar la velocidad de disolución del oro, disminuir el pH de la solución madre, interferir con los posteriores procesos de recuperación y contaminar el producto final. Por lo que el efecto perjudicial de los iones de cobre en la disolución del oro, en algunos sistemas industriales, puede atribuirse a las complicaciones al analizar las soluciones que contienen cobre para el contenido libre de cianuro.

Por lo tanto, el efecto perjudicial de la disolución del cobre y oro (y plata) puede evitarse proporcionando un adecuado cianuro libre en solución para asegurar que se maximice la velocidad de disolución del oro.

En base a diferentes estudios sobre la cinética de disolución del oro, se puede establecer que la velocidad de disolución puede estar controlada por:

* Velocidad de difusión del oxígeno por capa límite.
* Velocidad de difusión del cianuro.
* Pasivación de la superficie del oro.

Cuando el proceso está controlado por difusión, la relación de concentraciones CN- a O2 es importante. Pues a bajas concentraciones de cianuro, la velocidad de disolución depende solamente de ella. Mientras que a bajas concentraciones de oxígeno, la velocidad será proporcional a la concentración de oxígeno e independiente a la concentración de cianuro. Aunque también son importantes las variables que definen la cinética de la Cianuración, las cuales son: Tamaño de partículas, concentración de cianuro, Tasa de riego, Temperatura, pH, cantidad de oxígeno disuelto y metales en el mineral que de una u otra forma influyen positiva o negativamente. **[13]**

Sabiendo que no son pocas las variables a estudiar con este tipo de menas ricas en cobre, se seleccionó solamente el estudio de dos de las variables más influyentes:

* Concentración de cianuro.
* Tasa de riego.

Llegando a establecer como objetivo principal estudiar la cinética de lixiviación de oro, plata y cianicidas (Cu) con empleo de la tecnología de cianuración por percolación, de menas aurocupríferas.

### 2. Metodología

Las muestras estudiadas fueron preparadas y procesadas por un esquema, desarrollado en investigaciones anteriores y principalmente en el informe final de investigación junio del 2013**[14]**, para su caracterización química para ensayos de percolación en columnas de 1 m y 2 m respectivamente.

Se realizó la caracterización química de las muestras determinando los tenores de oro y plata, mediante la técnica de docimasia, seguido de absorción atómica. Como también se le realizó a la muestra un Análisis Químico por fracciones para determinar en qué fracción se encontraba el metal precioso y Análisis Mineralógico para confirmar las fases mineralógicas que posee la muestra de estudio.

Los métodos químicos empleados para la caracterización de las muestras se describen en la tabla 1,

Tabla 1. Métodos químicos empleados en la caracterización de las muestras estudiadas. Elaboración propia.

|  |  |  |
| --- | --- | --- |
| **Parámetros** | **Método** | **Lugar de realización** |
| pH | Potenciométrico con electrodo combinado | In situ |
| Cianuro libre | Volumétrico | Laboratorio |
| Au y Ag | Docimasia | Laboratorio |
| Metales (Au, Ag, Cu, Zn, Pb) | EAA | Laboratorio |

***2.1- Aglomeración del mineral.***

Las pruebas de aglomeración se llevaron a cabo en un peletizador de disco (diámetro 390 mm y una altura 65 mm) (Fig 1), en el cual se determinaron las condiciones óptimas de aglomeración. Se fijaron los parámetros siguientes: las RPM del equipo, el ángulo de inclinación del disco, consumo de cemento, humedad del mineral e índices de consumos de cal y cemento; siendo la alimentación al peletizador de forma manual. El material aglomerado fue curado por un período de 72 horas. Concluido este tiempo se comenzaron las pruebas en columnas.



Figura 1. Disco aglomerador empleado en las pruebas. Elaboración propia.

***2.2- Ensayos de lixiviación en minicolumnas de 1 y 2 m.***

Con el objetivo de simular la lixiviación por percolación en pila ***y estudiar la influencia de la disolución del cobre e impurezas,*** se realizaron ensayos en minicolumnas. La granulometría empleada en los estudios fue de -6,35mm.

Las dimensiones de las minicolumnas fueron de 100 mm de diámetro y 1 metro de altura; y vidrio templado. La segunda parte del estudio a escalado fue con columnas de 110mm de diámetro y 2 metros de altura; y material de policloruro de vinilo*(*PVC).

El proceso de carga y curado del mineral se realizaron según los procedimientos establecidos en el Manual de Calidad del Grupo de Metalurgia Extractiva. **(LME PT-03-01)**. En la parte superior de cada columna de mineral se colocaba una tela de saco de yute para lograr una distribución homogénea de la solución de irrigación. La solución de irrigación se alimentaba en forma continua mediante una bomba peristáltica.

En la zona inferior de cada columna se depositó una camada de aproximadamente 9 cm de altura de material inerte para facilitar el drenaje y evitar la salida de finos del mineral. Cada 24 horas se medía y anotaba el volumen de salida y de entrada del sistema. Se medía el flujo de irrigación y la altura libre de la cama de mineral para posteriormente calcular el porciento de compactación del mineral. También se tomaban 100 ml de muestra para determinar el pH, concentración de Cianuro de sodio y la composición química.

Las variables estudiadas fueron: Tasa de irrigación y Concentración de cianuro en la solución de irrigación. El proceso de lixiviación se continuó hasta alcanzar un contenido de oro diario menor igual de 0,01 mg/L durante 3 días consecutivos. El lavado se realizó usando un flujo de 20 L/m2.h, hasta alcanzar un valor de cianuro menor de 10 ppm. Concluido el proceso de lavado y drenaje de 24 horas; se descargaron, tomándose muestra para humedad.

El secado del mineral se procedía por oreo en capas de polietileno al sol por espacio de 48 horas. Después de secado el mineral de las columnas por separado, se procedía a su preparación para análisis químico de oro, cobre e impurezas.

### 3. Resultados y discusión

***3.1- Caracterización química de la muestra estudiada.***

Como se puede observar en la tabla 2 el contenido de Cobre es bajo, pero como a escala industrial se procesan enormes cantidades de mineral, si llegan a ser significativos estos valores, afectando el proceso de lixiviación del oro. Mientras que el contenido de Azufre total influye negativamente en el pH del mineral aportando más acidez.

Tabla 2. Composición química promedio de la muestra estudiada. Elaboración propia.

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Au | Ag | FeT | Cu | Pb | Zn | ST | Si2O | As | Sb |
| g/t | | % | | | | | | | |
| 1,25 | 5 | 2,18 | 0,0325 | 0,05 | 0,02 | 3,88 | 56,44 | 0,005 | 0,0001 |

Como se observa en la Tabla 3 la ley de oro por cabeza recalculada coincidió con la ley de oro cabeza directa. La distribución de oro en las distintas fracciones analizadas es heterogenea, observándose en las fracciones bajo 1mm un contenido de finos alto del orden de 53,5 %, lo cual indicó la necesidad de aglomerar la muestra para la lixiviación por percolación. La distribución obtenida para el cobre, mostró una distribución homogénea en todas las fracciones estudiadas.

Tabla 3. Análisis granulométrico de la muestra estudiada.

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| **Fracción (mm)** | **% en peso** | **Ley de Au (g/t)** | **Recuperación (%)** | **Cu (%)** | **Recuperación (%)** |
| -6,35+3,35 | 23,26 | 1,54 | 28,59 | 0,027 | 20,1 |
| -3,35+1,0 | 23,26 | 1,50 | 27,85 | 0,033 | 24,5 |
| -1,0+0,5 | 4,71 | 1,40 | 5,27 | 0,048 | 7,23 |
| -0,5+0,25 | 4,74 | 2,59 | 9,81 | 0,054 | 8,2 |
| -0,25+0,15 | 3,87 | 0,895 | 2,76 | 0,049 | 6,06 |
| -0,15+0,074 | 1,53 | 1,21 | 1,48 | 0,023 | 1,13 |
| -0,074+0,045 | 2,98 | 0,83 | 1,97 | 0,022 | 2,1 |
| -0,045+0,038 | 0,53 | 0,93 | 0,39 | 0,022 | 0,37 |
| -0,038 | 35,12 | 0,78 | 21,87 | 0,027 | 30,32 |
| Total | 100,00 | 1,253 | 100,00 | 0,031 | 100 |
| **Ley de Au cabeza recalculada (g/t)** | | 1,253 |  |  |  |

En la tabla 4 se muestra un análisis racional de cobre realizado a la muestra estudiada, reportando los siguientes resultados:

Tabla 4. Análisis racional de cobre en la muestra estudiada. Elaboración propia.

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| **Mineral** | **(%)** | | | | |
| **CuT** | **Cu soluble** | **Cu combinado** | **Cu oxidado** | **Cu sulfuro** |
| **Contenido** | 0.03 | 0.0022 | 0.0031 | 0.0071 | 0.018 |
| **% en peso** | 100 | 7.33 | 10.33 | 23.67 | 60.00 |

Este tipo de análisis fue importante para conocer las distintas especies de cobre prevalecientes en la muestra estudiada y observar el comportamiento de las mismas a entrar en contacto con soluciones lixiviadoras y cuales son más fáciles de solubilizar afectando a las soluciones ricas en oro en procesos posteriores de recuperación.

Como se observa del análisis racional, existe un potencial de generación ácida en el mineral de un 67,3%, prevaleciendo en su composición el cobre como sulfuro que fue el quien aportó el mayor porciento de oxidación. Afectando el pH de la solución rica en oro y añadiendo cobre soluble también, lo cual pudiera indicar que existe la posibilidad de coprecipitación de este metal por efecto de la acidez presente.

***3.2- Análisis mineralógico de la muestra tecnológica estudiada.***

Para la caracterización sustancial mineralógica de las muestras estudiadas, se aplicó un conjunto de técnicas instrumentales tales como: Difracción de Rayos-X, Análisis químico y el Análisis mineralógico apoyado en un estudio granulométrico por vía húmeda.

Como se puede observar en los difractogramas (Fig. 2) las fracciones estudiadas están constituidas principalmente por cuarzo y presentan hidromicas, pirita y en menor contenido clorita, calcopirita, feldespato y albita.

En la muestra cabeza el contenido de cuarzo es casi el doble del contenido presente en la fracción fina, esto se debe a que la roca muestra un alto contenido de minerales secundarios alterados, los cuales al ser inducidos a un proceso de trituración se acumulan en las fracciones finas.



Figura 2. Difractogramas de la muestra cabeza y la fracción fina (-0,074mm) de la muestra estudiada. Giselle Valdiavia.

Como conclusiones importantes del análisis mineralógico, se observó que en la muestra estudiada existe un predominio de la fase cuarzosa fundamentalmente en las fracciones más gruesas. Producto de la alteración de las rocas y de los minerales primarios, se forma un material arcilloso, clorita-montmorillonita y Illita-montmorillonita el cual predomina en las fracciones más finas. Los óxidos de hierro se encuentran en todas las fracciones asociados a las arcillas y otros minerales. Como minerales sulfurosos se observaron: la pirita, calcopirita, esfalerita y algún carbonato de Cu.

***3.3- Resultados del estudio de la aglomeración de la muestra estudiada.***

El análisis granulométrico por fracciones del mineral sin peletizar (tabla 3) reportó un alto por ciento de finos (53,5% de la fracción -1mm), que indicó la necesidad de aglomerar el mineral para su procesamiento por el método de lixiviación por percolación en pilas.

Tabla 3. Análisis granulométrico de la muestra estudiada. Elaboración propia.

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| **Fracción (mm)** | **% en peso** | **Cu (%)** | **Recuperación (%)** | **Zn (%)** | **Recuperación (%)** |
| -6,35+3,35 | 23,26 | 0,027 | 20,07 | 0,013 | 15,27 |
| -3,35+1,0 | 23,26 | 0,033 | 24,53 | 0,022 | 25,85 |
| -1,0+0,5 | 4,71 | 0,048 | 7,23 | 0,017 | 4,05 |
| -0,5+0,25 | 4,74 | 0,054 | 8,19 | 0,013 | 3,12 |
| -0,25+0,15 | 3,87 | 0,049 | 6,06 | 0,012 | 2,34 |
| -0,15+0,074 | 1,53 | 0,023 | 1,13 | 0,015 | 1,16 |
| -0,074+0,045 | 2,98 | 0,022 | 2,10 | 0,012 | 1,81 |
| -0,045+0,038 | 0,53 | 0,022 | 0,37 | 0,01 | 0,27 |
| -0,038 | 35,12 | 0,027 | 30,32 | 0,026 | 46,14 |
| **Total** | **100,00** | **0,031** | 100,00 | **0,02** | 100,00 |

Como se observa en la tabla 4, El material aglomerado el porciento de fino bajo 1 mm disminuyó en forma considerable de un 53,5% a 4.85% en las condiciones seleccionadas de aglomeración lográndose producir un aglomerado de alta calidad. El material aglomerado retenido en cada fracción fue pesado y comparado con el peso del material natural seco retenido en el tamiz.

Tabla 4. Resultados del análisis granulométrico del material aglomerado. Elaboración propia.

|  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- |
| **Fracción (mm)** | **% en peso** | **Ley de Au (g/t)** | **Recuperación (%)** |
| +6,35 | 9,45 | 1,21 | 9,25 |
| -6,35+3,36 | 59,41 | 1,54 | 74,00 |
| -3,36+1,0 | 26,47 | 0,50 | 10,71 |
| -1,0+0,1 | 3,71 | 1,62 | 4,85 |
| -0,1 | 0,96 | **1,54** | 1,20 |
| **Total** | **100,00** | **1,24** | **100,00** |
| **Ley de Au cabeza recalculada** | | **1,236** |  |

En ambos tipos de pruebas en columnas, el consumo de cal se mantuvo en el intervalo de 11,5 - 15 kg/t en las todas las pruebas, un consumo relativamente alto para este tipo de proceso, notándose un incremento del consumo de cal en las pruebas con mineral aurocuprífero y causado por el aporte de cobre soluble en el mineral como bien se observó en la mineralogía y por el agente lixiviante, lo cual nos indicó la generación ácida de los materiales estudiados.

***3.4- Resultados de los ensayos de percolación.***

***Columnas de 1m***

El estudio de lixiviación conducido bajo son las reportadas en las Tablas 5 para cada minicolumna de 1m. Las condiciones en que se aglomeró el mineral en estas pruebas fueron (9 kg/t de cemento y 9 kg/t de cal).

Tabla 5 Parámetros de operación de las minicolumnas. Elaboración propia.

|  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- |
| **Prueba No.** | **Flujo de**  **Irrigación (L/m2h)** | **C(NaCN) g/L** | **Días de operación** |
| C1 | 10 | 0,1 | 20 |
| C2 | 10 | 0,5 | 20 |
| C3 | 10 | 0,03 | 20 |
| C4 | 20 | 0,03 | 17 |
| C5 | 30 | 0.03 | 15 |

En todas las pruebas programadas se observó que en las primeras horas de lixiviación el pH disminuyó notablemente, manteniéndose como promedio en un rango entre (8,72 - 9,41), lo cual indicó la hidrólisis ácida del mineral estudiado, otra vez causado por la presencia de cobre lixiviado. Resultados similares se reportan en los estudios (Hernández, M, 2001), para las muestras MT-I y MT-II, a la estudiada en este trabajo. A pesar de haber incrementado la dosis de cal en la aglomeración y mantener el pH de la solución de irrigación entre 11,5 - 12,0.

El consumo de cianuro estuvo entre (0,25 - 1,22 kg/t), reportándose el mayor consumo en la prueba donde se operó con la concentración más alta de cianuro 0,5 g/L. El volumen de la solución de irrigación osciló entre 1,86-2,2 m3/t, en las pruebas C1 a la C3. Igualmente, resultados similares a los reportados en estudios anteriores pero para una tasa de irrigación de 10 L/m2h. En las pruebas C4 y C5 el volumen de la solución de irrigación se incrementó a 4,17m3/t y 7,34 m3/t, para una de tasa de irrigación de 20 y 30 L/m2h respectivamente.

Durante todo el período no se detectaron problemas de permeabilidad de la cama de mineral en las columnas. La contracción de la cama de mineral varió entre 12,29 - 23,41%.

El comportamiento obtenido para los cianicidas (Cu, Zn y Pb) varió en función de la concentración de cianuro reportándose las mayores concentraciones para el cobre con el empleo de la concentración de NaCN de 0,5 g/L, favoreciendo su disolución la hidrólisis ácida del mineral. La concentración promedio de cobre osciló entre 22,8 - 42,6 mg/L. Las menores concentraciones se reportan al disminuir la concentración de NaCN a 0,03 g/L y aumentar la tasa de irrigación.

En la tabla 6 se muestra los principales índices de los ensayos de las minicolumnas.

Tabla 6 Comportamiento de los índices tecnológicos del proceso de cianuración en las minicolumnas (C1-C5). Elaboración propia.

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| **Columnas** | **C1** | **C2** | **C3** | **C4** | **C5** |
| Altura de la cama, m | 0,78 | 0,71 | 0,81 | 0,83 | 0,795 |
| Compactación, % Vol. | 13,46 | 12,29 | 20,38 | 21,6 | 23,41 |
| Peso de mineral, kg (base seca) | 5,18 | 5,02 | 5,25 | 5,31 | 4,91 |
| Humedad inicial de los pellets, % | 12,69 | 12,3 | 11,26 | 11,83 | 11,06 |
| AglomeraciónCemento, kg/t  Cal, kg/t (%CaO activo 64,67) | 9,0 | 9,0 | 9,0 | 9,0 | 9,0 |
| 9 | 9 | 9 | 9 | 9 |
| Flujo de irrigación (L/m2.h) | 10 | 10 | 10 | 20 | 30 |
| Concentración promedio de NaCN, g/L | 0,11 | 0,51 | 0,035 | 0,036 | 0,033 |
| Consumo de NaCN, kg/t | 0,66 | 2,78 | 0,11 | 0,22 | 0,36 |
| Consumo de cal en lixiviación, kg/t | 30,44 | 25,24 | 25,6 | 38,03 | 52,4 |
| Volumen de solución lix, m3/t | 7,45 | 6,0 | 6,4 | 9,7 | 13,65 |
| RecuperaciónAu (%) | 69,6 | 73,6 | 66,4 | 64,8 | 65,6 |
| Ley de Au en cola (g/t) | 0,38 | 0,33 | 0,42 | 0,44 | 0,43 |
| Tiempo de lixiviación, días | 20 | 20 | 20 | 17 | 15 |
| Tiempo de lavado, horas | 24 | 24 | 24 | 24 | 24 |
| Volumen de solución, lavado m3/t | 0,74 | 0,76 | 0,73 | 0,72 | 0,78 |
| Flujo de lavado, L/m2h | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 |
| Días de drenaje, h | 24 | 24 | 24 | 24 | 24 |

(% CaO activo 64,67%).

En la Figura 3 se muestra la cinética de recuperación de oro en las pruebas C1 a C3.

Figura 3. Comportamiento de la cinética de recuperación de oro, en las pruebas C1 a C3. Elaboración propia.

A modo comparativo se observa una disminución de la extracción de oro con la disminución de la concentración de cianuro (C1 y C3), sin embargo, en las primeras 40 horas de lixiviación se recupera casi el 50% del oro en todas las pruebas.

En la figura 4 se muestra la cinética de disolución de cobre para las distintas concentraciones NaCN estudiadas, obsérvese la notable disminución de la concentración de cobre al disminuir la concentración de NaCN.

Figura 4. Comportamiento de la cinética de disolución de cobre en las pruebas C1 a C3. Elaboración propia.

Teniendo en cuenta estos resultados se decidió aumentar la tasa de irrigación con el objetivo de contrarrestar el efecto de la disminución de cianuro y evaluar el comportamiento de la recuperación de oro, así como su cinética. Se muestran los resultados en la Figura 5.

Figura 5. Comportamiento de la cinética de disolución de oro, impurezas y pH en la C4. Elaboración propia.

El comportamiento observado para el pH fue similar al obtenido en las pruebas anteriores, nótese como disminuye desde las primeras horas de lixiviación (pH=9,29), comportándose como promedio por debajo del pH requerido para la operación durante todo el proceso.

La recuperación de oro fue de 64,8% para un consumo de cal de 16,67 kg/t. El aumento de la tasa de riego mejoró la cinética de lixiviación del mineral, ya que al incrementar la tasa de riego la velocidad de disolución de oro es mayor, debido al ingreso de mayor cantidad de cianuro al mineral. Sin embargo, el contenido de oro en la solución es menor producto del efecto de dilución.

En la Figura 6, se muestran los resultados obtenidos al aumentar la tasa de riego a 30 L/m2h.

Figura 6. Comportamiento de la cinética de recuperación de oro, impurezas y pH en la prueba C5. Elaboración propia.

El pH mostró una ligera mejoría en comparación con las pruebas anteriores, nótese como disminuye desde las primeras horas de lixiviación y después de 60 horas se mantiene el pH por encima de 10,1. La recuperación de oro fue de 65,6%, para un consumo de cianuro de sodio entre 0,11-0,17 kg/t, operando a una concentración de 0,03 g/L.

Como se observa, un incremento de la tasa de riego mejoró notablemente la cinética de disolución de oro, alcanzándose una recuperación similar para las tres tasas de irrigación estudiadas con iguales concentraciones de Cianuro de sodio.

Por tanto, es importante considerar el empleo de menores concentraciones de cianuro, que permitan minimizar la disolución del cobre durante la lixiviación, disminuyendo los consumos de cianuro y la disolución de oxígeno, mejorando la velocidad de disolución del oro y los procesos posteriores de precipitación con polvo de zinc y fundición del producto final (doré).

Se determinó que la mejor dosis de cianuro estudiada resultó ser 0,03 g/L pues se logra minimizar la disolución del Cu, que se observó que al incrementar la tasa de riego se incrementaba la velocidad de disolución del oro, no obstante en las condiciones estudiadas no se logró mantener el pH en el rango establecido para el trabajo con cianuro por tanto para las pruebas en columnas de 2m se decide estudiar el efecto del incremento de la dosis de cal en la aglomeración y el incremento en el flujo de irrigación de la solución lixiviante.

***Columnas de 2m.***

El estudio de lixiviación para las columnas de 2 m fue conducido bajo las condiciones reportadas en las Tablas #7 para cada columna. La concentración de NaCN seleccionada para el estudio fue 0,03 g/L. La dosis de cemento empleada para la aglomeración del mineral se mantuvo en 9 kg/t de mena.

Tabla 7. Parámetros de operación de las columnas 2m. Elaboración propia.

|  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- |
| Prueba No. | Material | Flujo de Irrigación  (L/m2h) | Dosis de cal  en aglomeración (kg/t) | Días de operación |
| C7 | Mineral | 20 | 18 | 17 |
| C8 | Mineral | 30 | 18 | 17 |
| C9 | Mineral | 20 | 15 | 17 |
| C10 | Mineral | 30 | 15 | 17 |

El índice de compactación disminuyó en comparación con estudios anteriores, oscilando entre 1,26 - 2,27% lo cual indicó que los pellets obtenidos fueron de muy buena calidad en ambas tipos de columnas, enfatizando en que las condiciones de peletización fueron las mismas para todas las pruebas en columnas estudiadas (C1 - C10). La disminución del índice de compactación fue el resultado del incremento de la cal en la aglomeración pues la cal les infiere resistencia, dureza y estabilidad a los pellets al igual que el cemento pues ambos son buenos aglutinadores. El consumo de cal se comportó entre 23,4 - 36,6 kg/t, valores que permitieron garantizar un pH alto en la solución de irrigación (11,5-12,0).

La concentración de oro promedio disminuyó por efecto de la dilución al aumentar la tasa de riego a 20 y 30 L/m2h. La disolución del cobre se minimizó a valores del orden de hasta 6,4ppm. En la tabla 8 se muestran los principales índices de los ensayos de las columnas de 2 m.

Tabla 8. Comportamiento de los índices tecnológicos del proceso de cianuración en las columnas (C7 - C10). Elaboración propia.

|  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- |
| Columnas | C7 | C8 | C9 | C10 |
| Compactación, % Vol. | 1,26 | 1,69 | 1,24 | 2,27 |
| Concentración promedio de NaCN, g/L | 0,034 | 0,034 | 0,036 | 0,033 |
| Consumo de NaCN, kg/t | 0,11 | 0,14 | 0,12 | 0,17 |
| Consumo de cal, kg/t (Lixiviación del mineral en columnas sin piso) | 26,3 | 35,82 | 23,4 | 36,6 |
| Volumen de solución lix, m3/t | 6,2 | 8,8 | 5,4 | 8,66 |
| RecuperaciónAu (%) | 64,0 | 65,6 | 63,2 | 64,8 |
| Ley de Au en cola (g/t) | 0,45 | 0,43 | 0,46 | 0,44 |
| Tiempo de lixiviación, días | 17 | 17 | 17 | 17 |
| Tiempo de lavado, horas | 48 | 48 | 48 | 48 |
| Volumen de solución, lavado m3/t | 0,65 | 0,65 | 0,65 | 0,64 |
| Flujo de lavado, L/m2h | 20 | 20 | 20 | 20 |
| Días de drenaje, h | 24 | 24 | 24 | 24 |

En la Figura 7 se muestra el comportamiento del pH en todas las pruebas en columnas.

Figura 7. Comportamiento del pH en las columnas C7, C8, C9 y C10. Elaboración propia.

El pH como promedio se mantuvo alto del orden de 11,82 (Fig. 7), con una dosis de aglomeración mayor que la estudiada en las minicolumnas, lo cual indicó que se logró operar con las condiciones requeridas para una operación eficiente con el mínimo consumo de cianuro. Estas condiciones permitieron mantener una baja disolución del cobre.

Figura 8. Comportamiento de la cinética de disolución de cobre en las columnas C7, C8, C9 y C10. Elaboración propia.

Como se observa en la figura 8, se corrobora una minimización considerable de la disolución de cobre al operar en las condiciones mencionadas en las pruebas de columnas de 2 m. A pesar de que el cobre se continuó extrayendo, hubo una satisfactoriamente baja recuperación, del orden de un 6-17%, valores aceptables para el procesamiento de los licores percolados ricos por el proceso de precipitación con zinc.

El incremento de la dosis de cal en la aglomeración a 18 y 15 kg/t de mena, favoreció considerablemente el proceso de percolación, garantizando durante todo el período de lixiviación una alta velocidad de disolución de oro y mínima disolución del cobre, además de mantener un pH alto como se ha mencionado.

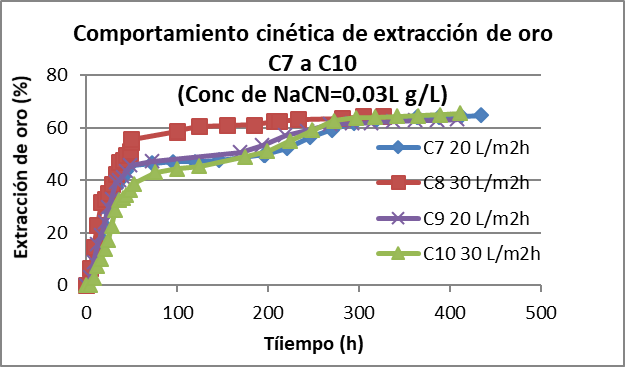


Figura 9. Comportamiento de la cinética de recuperación de oro en las columnas C7, C8, C9 y C10. Elaboración propia.

El aumento de la tasa de riego mejoró la cinética de lixiviación del mineral, ya que al incrementar la tasa de riego la velocidad de disolución de oro es mayor, debido al ingreso de mayor cantidad de cianuro al mineral. Pero el contenido de oro en la solución es menor producto del efecto de dilución.

El gráfico de la figura 9 muestra que a los 12 días se alcanzó la máxima recuperación de oro del 65.6% y un consumo de cianuro de 0,14 kg/t. El comportamiento observado para la plata indicó una muy baja recuperación. La concentración de oro como promedio osciló entre (0,11-0,14 mg/L). El tiempo de lixiviación requerido para alcanzar la máxima extracción fue de 8,3 días.

Se demostró que el mineral presenta hidrólisis ácida, al no alcanzar valores de pH esperados para trabajar este tipo de proceso con pH alcalinos protectores. Las condiciones de aglomeración en cuanto a la dosificación de cal fueron ajustadas para garantizar el pH óptimo requerido. Los índices de consumo de cal se incrementaron en función de mantener un pH en la solución de irrigación como promedio de 12,64.

Otro factor influyente fue que la cinética de lixiviación del oro mejoró considerablemente al mantener un pH alcalino mayor de 11.5, favoreciendo la disolución del oro y no la del cobre en la muestra de mineral estudiado. A la vez, hubo un consumo de cianuro menor, dada por una operación sostenida con pH protector alcalino, y al mismo tiempo se disminuyen las pérdidas de cianuro libre por formación de HCN gaseoso.

(Los resultados obtenidos se exponen después de explicar las técnicas seleccionadas y descritas en la sección anterior. Se incluyen las tablas y figuras que expresan de forma clara los resultados del estudio realizado por el investigador sin que repitan lo indicado en el texto. Más que la solución técnica expuesta se espera encontrar aquellos elementos que hacen que lo realizado constituya una novedad o una mejora en su campo de acción y su superioridad con respecto a soluciones similares. En la discusión se presenta el análisis de los resultados obtenidos que deben corresponder a los objetivos planteados en el artículo).

### 4. Conclusiones

1. La mineralogía arrojó que la distribución obtenida para el cobre, mostró una distribución homogénea en todas las fracciones estudiadas, existiendo un alto potencial de generación ácida en el mineral de un 67,3%; prevaleciendo en su composición el cobre como sulfuro (pirita, calcopirita y esfalerita) siendo el mayor portador en el porciento de oxidación.
2. Los difractogramas corroboraron que las fracciones estudiadas estuvieron constituidas principalmente por cuarzo y presentaron hidromicas, pirita y en menor contenido clorita, calcopirita, feldespato y albita.
3. El análisis granulométrico por fracciones del mineral sin peletizar, reportó un alto por ciento de finos (53,5% de la fracción -1mm), que indicó la necesidad de aglomerar el mineral para su procesamiento por el método de lixiviación por percolación en pilas.
4. El consumo de cal estuvo en el intervalo de 11,5 - 15 kg/t en las todas las pruebas de minicolumnas, un consumo relativamente alto para este tipo de proceso, notándose un incremento del consumo de cal en las pruebas con mineral aurocuprífero y causado por el aporte de cobre soluble en el mineral. Se observó que en las primeras horas de lixiviación el pH disminuyó notablemente, manteniéndose como promedio en un rango entre (8,72 - 9,41), lo cual indicó la hidrólisis ácida del mineral estudiado, otra vez causado por la presencia de cobre lixiviado.
5. La influencia de cobre disuelto en los licores ricos cianurados es negativa, pues es el principal agente cianicida del proceso.
6. Para las pruebas en columnas de 2m el índice de consumo de cal fue del orden entre 23,4 - 36,6 kg/t, valores que permitieron garantizar un pH alto en la solución de irrigación (11,5-12,0).
7. Durante todo el período de pruebas no se detectaron problemas de permeabilidad de la cama de mineral en las columnas. La contracción de la cama de mineral varió entre 12,29 - 23,41%.
8. Se determinó que la mejor dosis de cianuro estudiada resultó ser 0,03 g/L pues se logra minimizar la disolución del Cu
9. La concentración de oro promedio disminuyó por efecto de la dilución al aumentar la tasa de riego a 20 y 30 L/m2h.
10. A los 12 días se alcanzó la máxima recuperación de oro del 65.6%, con un consumo de cianuro de 0,14 kg/t, aunque el comportamiento observado para la plata indicó una muy baja recuperación y el tiempo de lixiviación requerido para alcanzar la máxima de extracción fue de 8,3 días.
11. La cinética de lixiviación del oro mejoró considerablemente al mantener un pH alcalino mayor de 11.5, favoreciendo la disolución del oro y no la del cobre en la muestra de mineral estudiado, disminuyendo también el consumo de cianuro, dada por una operación sostenida con pH protector alcalino, y al mismo tiempo disminuyen las pérdidas de cianuro libre por formación de HCN gaseoso.
12. Manteniendo las condiciones propias en el proceso de lixiviación con cianuro, se logra una minimización considerable de la disolución de cobre del orden de un 6-17%, valores aceptables para el procesamiento de los licores percolados ricos por el proceso de precipitación con zinc.

### 5. Referencias bibliográficas

1. CHENG S., GATTRELL M., GUENA T., MacDougall B. The electrochemical oxidation of alkaline cooper cyanide solutions. Electrochemical Acta 47 (2002) 3245-3256.
2. GUERRERO ESCATE, R. A. Aplicación de la cianuración dinámica en la recuperación del oro para disminuir el tiempo y la cantidad de reactivos empleados en el proceso, Perú, 2011.
3. MANCHENO POSSO, P. L Y MUÑOZ GANDARILLAS, A. E. Recuperación de oro de soluciones post-lixiviación con cianuro de sodio mediante cementación con cinc y adsorción en carbón activado. Ecuador, 2009.
4. MARSDEN, J., AND HOUSE, I. The Chemistry of Gold Extraction. New York, 1993.
5. HAGEL, J.E. Minería del Oro, Instituto de Geología Económica Aplicada: Concepción,1994.
6. WALTON, R. Zinc cementation, Developments in Mineral Processing, Vol. 15, pp. 589-601, in Advances in Gold Ore Processing, Adams M.D. ed. 2005,
7. GUPTA, C.K. Hydrometallurgy in Extraction Processes, CRC. 2000.
8. V. ARIAS. Tecnologías de Refinación de Metales Preciosos. Grafica Grezzly. Lima, Perú, 1996.
9. CUNHA, F.A. & MARTINS, A.H. Evaluation of some leaching reagents for copper extraction from a gold complex ore. Brazil, 2007.
10. SALINAS, E.; RIVERA, I.; CARRILLO, F. R.; PATIÑO, F.; HERNÁNDEZ, J. Y HERNÁNDEZ, L. E. Mejora del proceso de cianuración de oro y plata, mediante la preoxidación de minerales sulfurosos con ozono. México, 2004.
11. DOMIC, E. HIDROMETALURGIA. Fundamentos, procesos y aplicaciones. Santiago de Chile, 2001.
12. MALENITSKI, I.N., CHUGACV, L.V. Metalurgia de los Metales Nobles. Editorial Metalurgia, Moscú, 1972.
13. MANRIQUE MARTÍNEZ, J. A. Manejo de Pilas de Lixiviación de Oro en Minera Yanacocha S.R.L. 2011.
14. MSc. FIGUEREDO FRÍAS, M. y otros. Pruebas en minicolumnas y columnas de hasta 2 m de las menas en explotación del yacimiento oro barita. Cuba, 2013.