

MEJORA EN LA RECUPERACIÓN DE Au y Ag MEDIANTE CIANURACIÓN EN ESCORIAS DE FUNDICIÓN

OPTIMIZATION IN THE RECOVERY OF Au AND Ag VIA CYANIDATION OF FOUNDRY IN SLAG

Natalia Hidalgo¹, Andrea Diaz¹, Vanesa Bazán², Pedro Sarquís¹

(1) Universidad Nacional de San Juan, Facultad de Ingeniería, Av. Libertador 1109, San Juan - Argentina

(2) CONICET. Investigador, IIM, Av. Libertador 1109, San Juan - Argentina
(e-mail: nhidalgo@unsj.edu.ar)

Recibido: 22/08/2013 - Evaluado: 21/10/2013 - Aceptado: 13/12/2013

RESUMEN

El objetivo del trabajo fue recuperar y mejorar la obtención de oro y plata, presentes en escorias de fundición, utilizando los mismos procesos metalúrgicos que en menas de oro. La escoria se concentró en una centrífuga tipo Knelson, obteniendo un concentrado (C1) y una cola (T1). Para mejorar la recuperación, se realizó la lixiviación intensiva de T1. Las variables utilizadas fueron: tamaño de partícula, concentración de NaCN (2000 y 4000 g/cm³) y aireación, siendo el tiempo de residencia 120 minutos. Se concluye que la recuperación de Au, aplicando concentración por gravedad (centrífuga Knelson) es del 83.6%, siendo la recuperación de Ag del 52.5%. La recuperación de Au se mejora a un 90.4% a través de la lixiviación de la cola de la separación centrífuga y 45.6 % de Ag. Siendo las condiciones óptimas: 4000 g/cm³ de NaCN y aireación artificial, tamaño [-14 # - +35#], en un tiempo de 98 horas.

ABSTRACT

This work aim was to recover and improve the extraction of gold and silver contained in the slag smelting, using the same metallurgical processes as in gold ores. The slag was concentrated in a centrifuge type Knelson, obtaining a (C1) concentrate and a (T1) tail. In order to optimize the recovery, an intensive T1 leaching was conducted. The variables used were: particle size, NaCN concentration (2000 to 4000 g/cm³) and aeration, with the residence time of 120 minutes. It is concluded that the recovery of Au, using gravity concentration (Knelson centrifuge) is 83.6%, with Ag recovery of 52.5%. Au recovery is optimized to 90.4% by means of leaching tail centrifugal separation and 45.6% of Ag. The optimal conditions are: 4000 g/cm³ of NaCN and artificial aeration, size [-14 # - # +35], in a lapse of 98 hours.

Palabras clave: lixiviación intensiva; concentración gravitacional; procesos metalúrgicos; granulometría
Keywords: intensive leaching; gravitational concentration; metallurgical processes; granulometry

INTRODUCCIÓN

En la actualidad se utilizan diversos procesos metalúrgicos para la obtención y recuperación de metales y en cada uno de ellos se producen residuos inevitables como la formación de escorias, tratándose de que tengan el menor contenido de metal posible y que sus residuos finales tengan un valor posterior para otros procesos industriales (Lovera *et al.*, 2004). Una escoria es una mezcla de óxidos metálicos fundidos (SiO_2 , CaO , MgO , Al_2O_3 , FeO , Fe_2O_3 , $\text{Na}_2\text{O}/\text{K}_2\text{O}$) con pequeñas proporciones de algunos de los siguientes compuestos: sulfuros, fluoruros, fosfatos, carburos, boratos o nitruros (Ballester *et al.*, 2003).

Las escorias siempre han sido consideradas material de desecho, sin embargo, de acuerdo a Reghezza (2010), considera que son fuente de elementos de valor económico. Las escorias no sólo tienen leyes iguales o superiores al mineral que ingresa a la planta de concentración, sino que además su contenido en elementos valiosos es al menos ocho a diez veces más alto que el que tiene el mineral a concentrar. El desarrollo que se ha hecho en los últimos años permite definir un proceso para recuperar estos elementos contenidos en escorias u otros subproductos metalúrgicos, así como posiblemente otros elementos de interés comercial.

Uno de los problemas actuales en la minería es la pérdida de metales nobles (Au y Ag) atrapados en las escorias. En los procesos de fundición existe una pérdida de metales preciosos en las escorias, este atrapamiento depende de las condiciones de operación y del diseño de los hornos, por consiguiente, varía mucho de una planta a otra. Se pueden distinguir varias causas principales que originan estas pérdidas. La eficiencia de la separación depende de la calidad de la escoria formada, medidos en términos de grados de oro y plata en la escoria, y la recuperación de metales base (y otras impurezas). En primer lugar una separación deficiente entre las fases en el proceso de fusión, en segundo lugar, la suspensión debida a fenómenos interfaciales. Existen partículas que han sido atrapadas por emulsiónamiento, y no consiguen estabilizarse en la escoria debido a las fuerzas superficiales; esto se debe a que las fuerzas que actúan sobre las gotas han sido capaces de balancear las fuerzas gravitacionales (Marsden & Lain, 2006).

De acuerdo a Brewis (1995), los métodos de concentración gravimétrica se agrupan en tres categorías: separación por medios densos, separación por corrientes verticales, y separación por espiral de acuerdo al tamaño de liberación del metal valioso. Para el caso de tamaños menores a $150 \mu\text{m}$, donde la separación por gravedad es insuficiente, se utiliza la separación por espirales, conocidos como separadores centrífugos. Uno de los separadores centrífugos más eficientes es el Knelson (Knelson, 1998).

Con el fin de mejorar la eficiencia de la concentración del metal para tamaños menores a $200 \mu\text{m}$, se utiliza la lixiviación por cianuración. La tecnología de cianuración de minerales auríferos es muy conocida y tiene la ventaja que en muchos casos permite evitar el uso del mercurio, además esta técnica deja aprovechar mejor los recursos porque permite recuperar oro aún de minerales marginales (Lara, 2002). Para el caso de metales nobles presentes en escorias, Misari (2010) ha utilizado el método de cianuración evaluando la cinética de la disolución, la presencia de oxígeno, la agitación, el tiempo de contacto, encontrando buenos resultados que promueven su estudio. La cianuración intensiva es aplicada principalmente para la disolución de oro de grano grueso, mayores a 14 mallas, método alternativo para la amalgamación y en menas con contenido de minerales de sulfuros (Marsden & House, 1992).

En este contexto, el presente trabajo consiste en recuperar el oro y plata, presentes en escorias de fundición y mejorar los procesos seleccionados. Es por ello que para tal fin se utilizaron procesos metalúrgicos (concentración gravimétrica y lixiviación) aplicables también para la extracción de metales valiosos presentes en menas, ya que la literatura pirometalúrgica brinda una limitada información.

MATERIALES Y METODOS

Se trabajó con una muestra de escoria provista por una empresa minera. La muestra se separó en una centrífuga tipo Knelson, diámetro 3" de 200 r.p.m. Se obtuvo un concentrado (C1) y una cola (T1). La cola T1

fue posteriormente caracterizada química y mineralógicamente. Además fue clasificada granulométricamente en dos clases cerradas (ASTM): [-14 # — +35#] (1.41-0.50mm) y [-35#— +50 #] (0.50-0.297mm), identificando cada clase como T1-A y T1-B, respectivamente. Se utilizó una tamizadora vibratoria equipo Zony test Vibrador Standart "Zonytest" EJR.

La caracterización mineralógica de T1-A y T1-B, se realizó con un microscopio digital USB de 500X, con el objeto de identificar las partículas de Au y Ag. Se estimó cualitativamente la abundancia, el tamaño, forma y su estado de liberación. Estos estudios comprenden una variedad de análisis siendo los de mayor frecuencia la búsqueda de minerales de interés económico, asociaciones y grados de liberación (Escamilla *et al.*, 2010).

La caracterización química de T1-A y T1-B, consistió en determinar el contenido de Au y Ag en cada fracción granulométrica. Para ello se tomaron 500 gramos de cada muestra y se realizó retalla en malla 100(0.149mm). La metodología se llevó a cabo empleando el método mixto: Docimasia + ataque con agua regia (Balabanoff & Gamé, 1984). La determinación por Espectroscopía de Absorción Atómica (EAA) se realizó con un equipo marca Perkin Elmer 100 con lámpara de cátodo hueco.

Luego se realizó la lixiviación intensiva de T1, para optimizar la recuperación de Au y Ag. Las variables utilizadas en la lixiviación fueron tamaño de partícula (T1-A y T1-B), concentración de solución lixivante de NaCN (2000 g/cm³ y 4000 g/cm³), aireación (natural, artificial y sin aireación), mientras que el tiempo de residencia de cada ensayo fue hasta 120 minutos. Se puede observar en la Tabla 1 el diseño experimental utilizado para realizar los ensayos de cianuración intensiva.

Tabla1: Parámetros de cada uno de los ensayos de cianuración intensiva.

Variables	Ensayo 1	Ensayo 2	Ensayo 3	Ensayo 4	Ensayo 5	Ensayo 6
Granulometría	T1-A	T1-A	T1-B	T1-B	T1-A	T1-A
NaCN (g/cm ³)	2000	4000	2000	4000	4000	4000
Aireación	Natural	Natural	Natural	Natural	Artificial	Sin aireación

La lixiviación se realizó en un agitador mecánico rotatorio. Las botellas utilizadas fueron de 10 litros de capacidad, la velocidad de rotación fue de 40 rpm. La relación sólido – líquido fue de 1: 3, tomando un 1 Kg de cada muestra. Las botellas estaban provistas con tapas apropiadas, con cuatro orificios para permitir la toma de muestras, inyección de aire (tubo de oxígeno) y medición de pH. El pechímetro utilizado fue marca Meter HI 8424 New-portable pH/mV/°C.

En la lixiviación se utilizó cal como regulador de pH, el cual no debía ser inferior a 10. Se realizaron controles periódicos, extrayendo 100 ml de solución en los siguientes tiempos: 1, 4, 8, 24, 48, 72, 96 y 120 horas. En estos controles se repusieron los consumos de NaCN y cal. La determinación de reposición de CN⁻ se realizó a través del Método de Liebig una titulación de cianuro con AgNO₃ como agente valorante y como indicador se utilizó KI (Kolthoff & Sandell, 1979). Mientras que para la determinación de la alcalinidad protectora se llevó a cabo por el método de Clennell (Hamilton, 1920).

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Se puede observar en la Tabla 2, los resultados obtenidos de la caracterización cualitativa mineralógica, por microscopía, para las fracciones granulométricas T1-A y T1-B. Para la fracción T1-A, se advierte presencia de partículas de metal con inclusión de presencia de huecos tal como muestra Figura 1a.

Para la fracción T1-B, se advierte presencia de partículas de metal, pero sin inclusión de presencia de huecos como muestra Figura 1b.

En la Tabla 3, se observan los resultados de la caracterización química realizada para la recuperación del Knelson.

Tabla 2: Caracterización mineralógica de las fracciones granulométricas T1-A y T1-B.

Identificación	Nº partículas promedio	Forma	Tamaño	Ligada / Libre %	Abundancia	Observaciones
T1-A	6	Redondas	-----	Ligadas	Poco abundantes	Gran cantidad de pequeñas inclusiones
T1-B	4	Redondas	-----	Ligadas muy pocas expuestas	Poco abundantes	Muchas esferas de metal están incluidas. Se observan algunas partículas de metal redondas libres u otra muy pequeñas y muy abundantes en la escoria

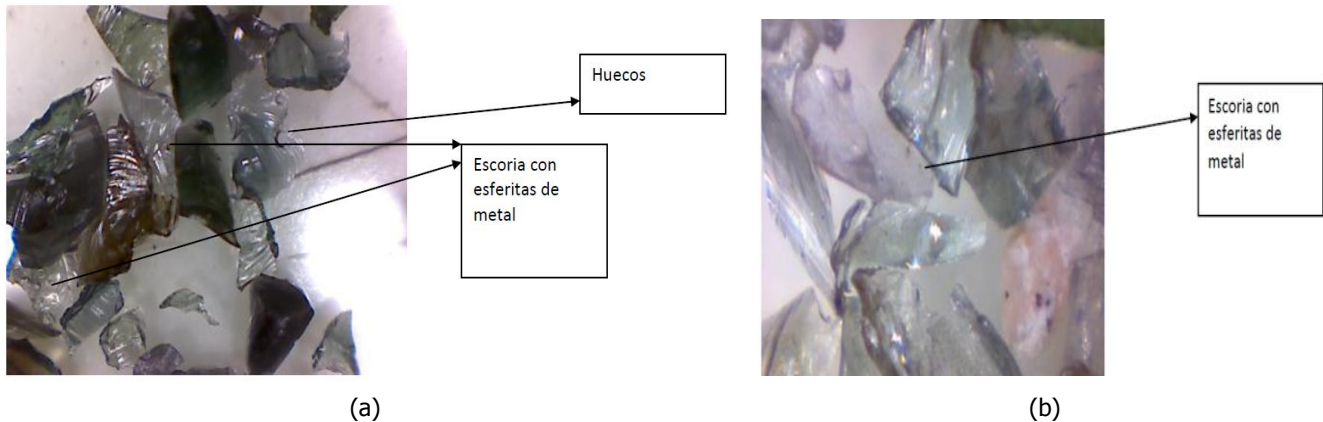


Fig. 1: Identificación de partículas metálicas presentes en la cola (T1) de la separación centrífuga por el Knelson, para cada clase granulométrica (a) T1-A [-14 # — +35#], (b) T1-B [-35# — +50 #]

Tabla 3: Análisis químico de Au y Ag, en la separación centrífuga Knelson. Determinaciones con separación de retalla, análisis a fuego del total del grueso y de una muestra de fino.

Fracción granulométrica		Au g/t	Ag g/t	Distribución Au %	Distribución Ag %
C1		321	487	83.6	52.5
T1	T1-A	49	291	12.8	31.3
	T1-B	14	151.00	3.6	16.25
A1		384	929	100	100

A1: Cabeza, C1: Concentrado, T1: Cola

Se puede observar en la Figura 2, los resultados obtenidos de la cianuración para las fracciones T1-A y T1-B para un tiempo total de residencia (agitación) de 120 minutos, de los seis ensayos realizados bajo las condiciones detalladas según Tabla 1.

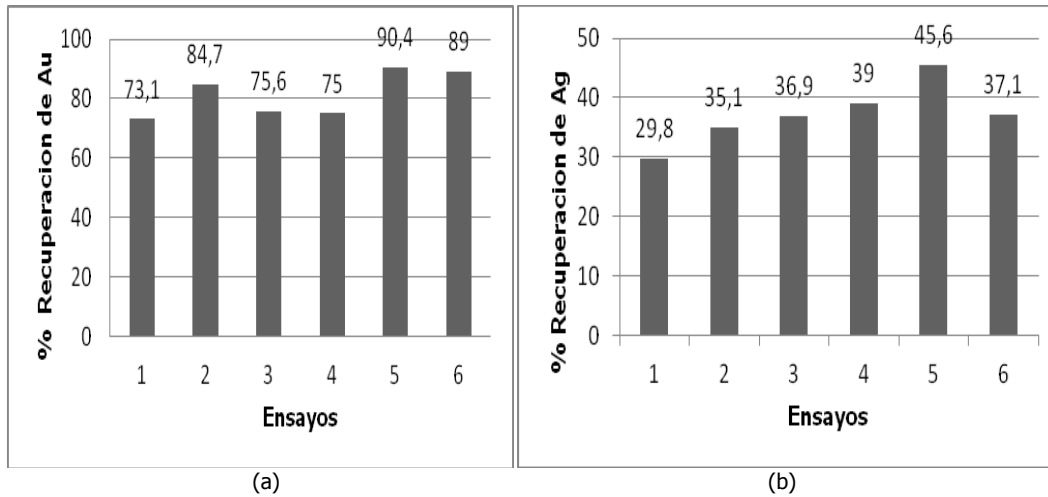


Fig.2: Comparación del porcentaje de extracción para Au y Ag, bajo diferentes condiciones de trabajo. (a) Comparación del % extracción para Au. (b) Comparación del % extracción para Ag.

De acuerdo a la Figura 2a, se observa que la extracción de Au resulta máxima (90.40%) para el Ensayo 5 (4000 g/cm³ y aireación artificial) y mínima (73.1 %) para el Ensayo 1 (2000 g/cm³ y aireación natural). En la Figura 2b se observa que la extracción de Ag también fue máxima para el Ensayo 5 y mínima para el Ensayo 1, esto se corrobora con la Figura 3b, correspondientes a la cinética de lixiviación.

De los resultados obtenidos en la Figura 2, se construyeron las curvas de extracción de Au y Ag respectivamente (ver Figura 3).

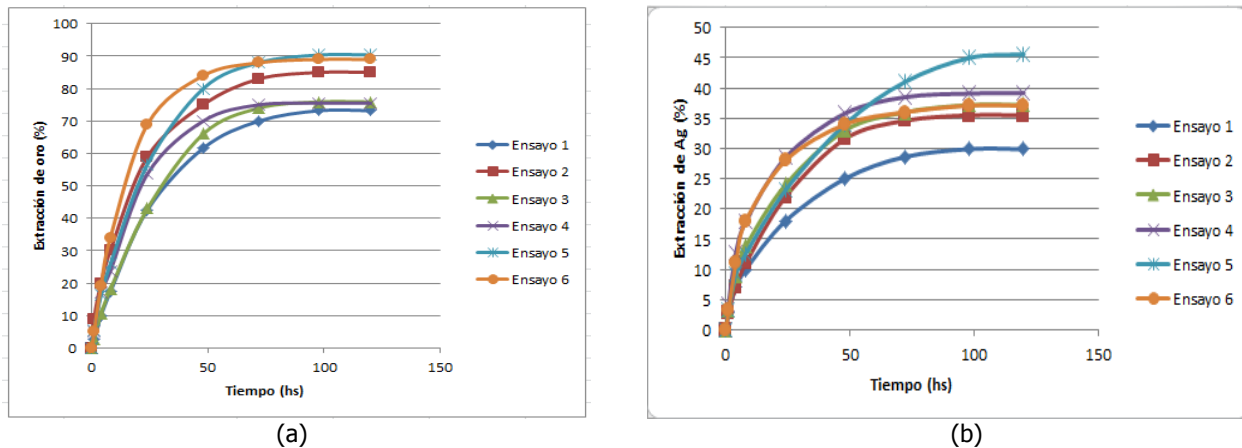


Fig. 3: Cinética de lixiviación para t=120 horas. (a) Cinética para extracción de Au; (b) Cinética para extracción de Ag.

Se puede observar en la Figura 3a, la cinética de lixiviación para Au que se mantiene constante a las 98 horas. Mientras que la Figura 3b, demuestra que hay un aumento progresivo en la recuperación de Ag a medida que avanza el tiempo de lixiviación, siendo para los Ensayos 1, 2 y 5 máxima a las 120 horas. Sin embargo para los Ensayos 3, 4 y 6, la cinética se mantiene constante pasadas las 98 horas.

Las disminuciones en la cinética de lixiviación, como los Ensayos 1, 3 y 4 para el caso del oro, pueden atribuirse a un exceso de alcalinidad, debido a que el pH varió de 11 a 12.4. Aunque el uso de un álcali es esencial en cianuración, se ha comprobado que álcalis tales como el hidróxido de sodio y particularmente hidróxido de calcio, retardan la disolución del oro en soluciones de cianuro (Misari, 1993). Para el caso de la plata, las disminuciones en la cinética, se atribuyen a la formación de capas de óxidos y compuestos de hierro, plomo y antimonio alrededor de las partículas de plata durante algunos procesos de extracción. De acuerdo a Parga & Carrillo (1996), estos compuestos inhiben la disolución de metales preciosos en soluciones de cianuro.

Particularmente para el Ensayo 4 (0.50 mm, 4000 g/cm³NaCN), los resultados obtenidos no fueron los esperados, de acuerdo al tamaño de partícula comparados con el ensayo 5 (1.41 mm, 4000 g/cm³NaCN), esto se atribuye al efecto de la oxigenación en la cinética de lixiviación. De acuerdo a KMP (1985), la aireación es esencial para la disolución del oro bajo condiciones normales de cianuración, esto se ve reflejado en el Ensayo 5, para el cual se insufló aire y se obtuvieron las mayores recuperaciones tanto de oro como de plata.

Se puede observar en la Tabla 4 los porcentajes de recuperación de oro y plata del mejor ensayo de lixiviación (ensayo 5).

Tabla 4: Resultados de extracción de oro y plata para el ensayo 5 obtenidos de la cianuración.

Producto	Au g/m ³	Ag g/m ³	Extracción Au %	Extracción Ag %
Cabeza (T1-A)	49	291	90.4	45.6
Cola	4.7	158.5		

CONCLUSIONES

Se concluye que para mejorar la recuperación de Au y de Ag, concentrados en la centrífuga Knelson, es necesario lixiviar las colas provenientes de este proceso a través de una lixiviación intensiva.

Se confirma que las mejores condiciones de lixiviación son: 4000 g/cm³ de NaCN, aireación artificial, en un tiempo de 98 horas, para obtener la mayor extracción de metales preciosos con una recuperación de 90.4 % Au y un 45.6% de Ag, del contenido residual de las colas gravitacionales.

A través del diseño experimental planteado, se encuentra que estas condiciones son favorables para recuperar 268.35 g/t de Au y 255.67 g/t de Ag, con concentración centrífuga y 5.66 g/t de Au y 41.53 g/t de Ag mediante la aplicación de la lixiviación intensiva en la cola gravitacional.

AGRADECIMIENTOS

A la institución a las que pertenecen los autores y sus respectiva Dirección de Investigación por el apoyo otorgado para la realización de la presente investigación.

REFERENCIAS

- Balabanoff, K.L. & Gamé, G. (1984). *Análisis de minerales y productos industriales no metálicos*. Departamento de Química, Facultad de Ciencias, Editorial Universidad de Concepción, pp. 321- 323.
- Ballester, A., Verdeja, L. & Sancho, J. (2003). *Metalurgia Extractiva Fundamentos*, Volumen I, Editorial Síntesis, pp. 268.

3. Brewis, T. (1995). *Mining Separación por Gravedad*, Editorial Limusa, pp.30-35.
4. Escamilla, M.C., Bahena, J.L.& Piña, A.A. (2010). *Caracterización mineralógica en la industria minera*, Instituto de metalurgia, Universidad Autónoma de San Luis de Potosí, Convención minera del bicentenario, México.
5. Hamilton, E.M. (1920). *Manual of Cyanidation*, Editorial McGraw Hill, New York, pp.26
6. KMP-Kamyr Mineral Processing(1985). *Counter Current Tower Leaching*; Hazen research, Inc. Section 4. Editorial Industrial equipment and Supplies serving Glens Falls; N.Y.
7. Knelson, B. (1998). *Centrifugal Concentration and Separation of Precious Metal*, Memorias: 2nd International Conference on Gold Mining, Vancouver, Canada, pp.303-317.
8. Kolthoff, I.M. & Sandell, E.B. (1979). *Análisis Químico Cuantitativo*; Editorial Nigar S.R.L., Bs.As. Quinta edición. Argentina.
9. Lara, M. (2002). *Procesos de cianuración*, Subproyecto asistencia técnica y capacitación para el desarrollo y empresarial de Amalar, Perú, COSUDE.
10. Lovera, D., Vladimir, A. & Coronado, R. (2004). La valoración de escorias metalúrgicas como recursos industriales. *Revista del Instituto de Investigación FIGMMG*, 7(13), 26-30.
11. Marsden, J. & Lain, C. (2006). *The chemistry of Gold Extraction*, 2nd Edition, S.M.E., Littleton, Editorial Ellis Horwood, pp. 147-177.
12. Marsden, J. & House, L. (1992). *The Chemistry of Gold Extration, Ellis Horwood Series in Metals and Associated Materials, Ore Deposit and Process Mineralogy*, Editorial Ellis Horwood, pp. 45-92.
13. Misari, S.F. (1993). *Metalurgia del Oro, Centro de Estudios y Promoción en Ciencias de la Tierra*, Editorial CEPECT, Volumen I, Perú.
14. Misari, S.F. (2010). *Metalurgia del Oro, Centro de Estudios y Promoción en Ciencias de la Tierra*, Editorial CEPECT, Volumen II, Perú.
15. Parga, J.R. & Carrillo, F.R. (1996). Avances en los métodos de recuperación de oro y plata de minerales refractarios. *Revista de Metalurgia*, 32(4), 254-261.
16. Reghezza, A. (2010). Tratamiento de escorias metalúrgicas. *Revista Área Minera*, Chile, 47 (<http://historico.aminera.com/revistas-mineria-chile/26788-revista-areaminera-47.html>)

