

Avances en la recuperación de oro y plata mediante flotación en escorias de procesamiento de menas de oro

N. Hidalgo⁽¹⁾, A. Díaz⁽¹⁾, V. Bazán⁽²⁾ y P. Sarquís⁽¹⁾

(1) Universidad Nacional de San Juan, Facultad de Ingeniería, Av. Libertador 1109, 5400 San Juan (Argentina).
nhidalgo@unsj.edu.ar, aadiatz@unsj.edu.ar, psarquis@unsj.edu.ar

(2) CONICET. Universidad Nacional de San Juan, Facultad de Ingeniería,
Av. Libertador 1109, 5400 San Juan (Argentina)
bazan@unsj.edu.ar

RESUMEN

El objetivo del presente trabajo es recuperar y mejorar la obtención de oro y plata, presentes en escorias de fundición, mediante diferentes procesos mineralúrgicos aplicables en menas de oro. La escoria se concentró en una centrífuga tipo Knelson, obteniéndose dos concentrados (C1 y C2) y un estéril (T1). Para mejorar la recuperación, se realizaron tres series de pruebas de flotación Rougher sobre el estéril T1. Las variables utilizadas fueron: tamaño de partícula, uso de colectores (xantatos, di-monotiofosfato) y tiempos variables de flotación. Se concluye que la recuperación de Au y Ag, aplicando concentración por gravedad (centrífuga Knelson) son del 42.0 % y 13.7 % respectivamente. La recuperación de Au se mejora en un 87.7% a través de la flotación del estéril de la separación centrífuga y en un 47.4 % para la Ag. Siendo las condiciones óptimas: granulometría a malla número 200, colectores: PAX (15.8 g/t); F-C5439 (18.75 g/t), espumante MIBC (12.5 g/t) y un tiempo de flotación de 8.5 minutos.

Palabras clave: concentración gravimétrica, escoria, flotación, oro.

Developments in gold and silver recovery through flotation in processing of gold ore slags

ABSTRACT

The aim of this work is to recover and improve the extraction of gold and silver present in smelting slags through various mineralurgical processes applicable in gold ores. The slag was concentrated in a Knelson type centrifuge, two concentrates (C1 and C2 and a tailing T1) being obtained. In order to improve the recovery, three series of rougher flotation tests were conducted on the tailing T1. The variables analyzed were: particle size, type of collectors (xanthates, di-monothio phosphate) and flotation time. It was deduced that by applying gravity concentration, the recovery of Au and Ag (Knelson centrifuge) is 42.0% and 13.7%, respectively. Au recovery is improved by 87.7% through the flotation of the centrifuge separation tailings, whereas that for Ag is 47.4%. The optimum conditions were: particle size 200 mesh, collectors: PAX (15.8 g/t), F-C5439 (18.75 g/t), MIBC frother (12.5g/t) and 8.5 minutes of flotation time.

Keywords: flotation, gold, gravimetric concentration, slags.

ABRIDGED ENGLISH VERSION

Introduction

At present, various metallurgical processes are used for metal extraction and recovery from waste material produced, such as slag, which has further value for other industrial processes, as long as they have economically recoverable metallic contents (Lovera *et al.*, 2004).

In accordance with the World Gold Council (WGC), gold demand has experienced an increasing trend dur-

ing the last decade. This increase has been brought about not only by the jewelry market but also by the growing utilization of gold in industry as well as in medical applications (Aworn *et al.*, 2010). Therefore, considerable interest has been raised by gold recycled not only from ore processing but also from wastes and residues.

Slags are a byproduct from the ore smelting in order to purify metals. According to Reghezza (2010), slags have traditionally been considered as waste material. However, this author has treated them as a source of elements of economic value. One of the problems faced by mining today is the loss of precious metals that become trapped in the smelting slags during gold ore processing. This trapping depends on the operating conditions and on the furnace design. Loss of precious metals may be due to a number of factors (Marsden and Lain, 2006).

Developments made in the last few years have allowed the implementation of metallurgical processes, such as milling, grinding, gravimetric concentration, flotation, hydrometallurgical and pyrometallurgical processes which are also applicable to ores so as to recover valuable metallic contents (Fe, Cr, Cu, Al, Au, Ag) from slags or other byproducts (Brandaleze *et al.*, 2013). One of the methods most frequently used by the mining industry to recover gold and silver is gravimetric separation. This is one of the main concentration methods for gold and tin ores as well as for other minerals of high specific weight so as to remove coarse gold from them (Brewis *et al.*, 1995, Knelson, 1998).

The mining industry is now considering using flotation for fine gold particles since, compared to other processes, it is less pollutant. Similarly to other techniques, it requires valuable mineral species to have an adequate liberation degree (Parga and Carrillo, 1996). According to Gorvenia (2006), along with the flotation chemistry, the ore particle size is one of the main factors involved in the process. If there are free gold particles greater than 200 μm , it becomes quite heavy to extract them through flotation. Before that, there should be coarse gold separation in gravimetric concentrators (Sarquís, 2003). Gold particles float quite well with collectors of the xantate type when they are accompanied by dithiophosphate.

In such a context, this work attempts to recover gold and silver present in smelting slags and improve the processes selected. In order to do this, mineralurgical processes are studied that are also applicable to the extraction of precious metals present in the ores.

Methods

To carry out the work, a slag sample was used provided by a mining company. Samples were taken and their size reduced and a final sample (TM) obtained. A grain-size classification was carried out along with a chemical characterization (Table 1). In addition, optical microscopic (Figs. 2, 3, 4, 5) techniques were used, X-ray diffraction (Fig.6), and finally, observation and semi-quantitative analysis of the sample was made with SEM-EDS (Fig.7 and Table 3). The TM sample was concentrated in a Knelson centrifuge. As a result, two concentrates and a tailing T1 were obtained, which were chemically characterized (Table 4). Finally, three series of flotation tests were conducted on the T1 tailing, the last test being associated with a kinetic study (Table 5-6 and Fig.1, 8). The variables used were: particle size [100 mesh and 200 mesh], type and consumption of collectors (PAX and F-C5439), MIBC as a frother agent, and contact times ranging from 8.5 to 16 minutes (Table 2).

Results and discussion

It is confirmed that the best conditions for obtaining a satisfactory flotation of the slag under study are: a particle size, collectors: PAX (15.8 g/t); F-C5439 (18.75 g/t), MIBC foaming agent (12.5 g/t) and a flotation time of 8.5 minutes to obtain the maximum extraction of precious metals with a recovery of 87.7 % Au and 47.4 % Ag (Table 6), from the residual content of the gravimetric tailings. The kinetic study shows a considerable performance in the test, with kinetic rates of: K para Au = 0.56 1/min y 0.57 1/min para la Ag y Ri para Au=88% y Ri para la Ag 47% (Figs. 9 a y b).

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 finales, tales como las escorias, que tienen un valor posterior para otros procesos industriales, siempre y cuando

tengan contenidos metálicos económicamente recuperables (Lovera *et al.*, 2004).

Las escorias son el subproducto de la etapa final del proceso de fusión, utilizado para la purificación de minerales que poseen metales de interés comercial. Éstas pueden definirse como una mezcla de óxidos metálicos (SiO_2 , CaO , MgO , Al_2O_3 , FeO , Fe_2O_3 , Na_2O ,

K₂O) y que inevitablemente estarán presentes en cualquier operación piro-metalúrgica que involucre sistemas fundidos (Tantaleán, 2004; Biswas and Davenport, 1980; Mackey, 1982)

De acuerdo con el Consejo Mundial del Oro (WGC), la demanda de oro ha mostrado una tendencia creciente durante la última década. Este aumento se debe no sólo al mercado de la joyería, sino también a la utilización creciente del oro en la industria y en las aplicaciones médicas (Aworn *et al.*, 2010). Por lo tanto, la recuperación del oro ha cobrado mucho interés no solo a partir del procesamiento de menas, sino también del reciclado de escorias.

Las escorias siempre se han considerado material de desecho, sin embargo, de acuerdo con Reghezza (2010), son fuente de elementos de valor económico. Es por ello que en función de la demanda y precios en ascenso de estos metales preciosos, sigue siendo rentable para la industria minera el hecho de extraerlos aún desde sus escorias.

Mediante investigaciones científicas y la actividad práctica se ha demostrado que el procesamiento integral y el uso racional de las escorias y otros residuos metalúrgicos permiten, no sólo mejorar los índices económicos de la industria, sino que a su vez son un importante sustituto de materias primas vírgenes empleadas en la industria de materiales de construcción y de otras. Por ejemplo, se destaca la labor del grupo Umicore (mayor reciclador mundial de metales preciosos con sede en Argentina según CYTED que, para el reciclaje y recuperación de metales base y preciosos, procesa más de 350.000 t/año sobre más de 200 tipos de materiales (escorias, polvos de fundición, borras de refinerías, chatarra electrónica, etc.) con una facturación estimada de 5 a 20 millones de pesos (0.57-2.28 mill.US\$).

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 and Lain, 2006). A nivel mundial, en el

marco del Programa Iberoamericano de Ciencia y Tecnología de Desarrollo, los principales países productores de acero, arrabio, ferroaleaciones y metalurgia no férrea vienen trabajando en el desarrollo de nuevos procesos mineralúrgicos para el tratamiento de escorias y residuos, ya que se trata de un problema común de la industria metalúrgica (CYTED).

Para recuperar estos metales nobles contenidos en escorias u otros subproductos, así como posiblemente otros elementos de interés comercial, en los últimos años se ha implementado procesos mineralúrgicos tales como: concentración gravimétrica, procesos hidrometalúrgicos y piro-metalúrgicos aplicables también a minerales (Brandaleze *et al.*, 2013). De acuerdo a Brewis *et al.* (1995), los métodos de concentración gravimétrica se agrupan en tres categorías: separación por medios densos, separación por corrientes verticales, y separación por espirales de acuerdo al tamaño de liberación del metal valioso. Para el caso de tamaños menores a 150 mm, 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).

La concentración gravimétrica es esencialmente un método para separar partículas minerales de diferente peso específico. Se producen diferencias en el movimiento en respuesta a las acciones que ejercen sobre ellas simultáneamente la gravedad y/u otras fuerzas, como la hidráulica y de fricción. Es el método más sencillo y más económico de concentración (Páez, 2001). Su aplicación se recomienda cuando sea practicable, porque permite la recuperación de minerales en tamaños tan gruesos como sea posible, reduciendo costos en trituración, molienda y concentración, y disminuyendo pérdidas en los finos que generalmente se forman en las operaciones de reducción de tamaños (Valdivieso, 1999).

Actualmente la industria minera está considerando la aplicación de recuperación de oro fino mediante flotación, por ser considerada menos contaminante en comparación con otros procesos (lixiviación por cianuración). La flotación es un proceso fisicoquímico complejo. Al igual que otras técnicas, requiere que las especies minerales valiosas tengan un grado de liberación adecuado (Parga and Carrillo, 1996). El proceso a aplicar depende del tipo de mineralización. De acuerdo a Gorvenia (2006), uno de los factores más importantes después de la química de flotación es la granulometría del mineral. Si hay partículas de oro libre mayores que 200µm, es muy difícil de extraerlas por flotación. Previamente debe haber una separación del oro grueso en concentradores gravitacionales (Sarquis, 2003). Las partículas de oro flotan bien

con colectores tales como xantatos acompañados por tiocarbamatos y ditiofosfatos.

En este contexto, el presente trabajo consiste en recuperar el oro y plata presentes en escorias de fundición de procesamiento de menas de oro y mejorar los procesos mineralúrgicos seleccionados, tales como concentración gravimétrica y diseño de técnicas de flotación asociada a un estudio cinético.

Materiales y métodos

Muestra de escoria original (TM)

La muestra en estudio proviene de escorias acumuladas en contenedores de la planta de precipitación y fundición de una empresa minera ubicada en la provincia de San Juan (Argentina). Se tomaron muestras representativas, las cuales fueron reducidas en molinos de rollos a malla 6 (3.5 mm), obteniéndose como resultado de cuarteos sucesivos una muestra final de 5 kg. A esta muestra identificada como TM se le realizó una clasificación granulométrica en clases cerradas (ASTM) seguida de la determinación de las leyes de oro y plata para cada fracción (caracterización química). Para la clasificación granulométrica se utilizó un tamizador vibratorio equipo Zony Test Vibrador Standart "Zonytest" EJR. Además, se contempló un estudio estructural de esta muestra TM aplicando técnicas de microscopía óptica, difracción de rayos X y, por último, la observación y análisis químico semicuantitativo mediante microscopio electrónico.

Desarrollo Experimental

De acuerdo a los resultados obtenidos de la clasificación granulométrica detallados en Tabla 1, se observó que la concentración más alta de valores de Au y Ag se da para la fracción -35 mallas. Es por ello que

permitió seleccionar la concentración gravimétrica como primer proceso de concentración. A la muestra TM previamente reducida a -35 mallas, se la concentró en un separador centrífugo tipo Knelson, diámetro 3 in (76.2 mm) de 200 r.p.m. Como resultado se obtuvieron dos concentrados (C1 y C2) y un estéril (T1), estos productos obtenidos de la concentración gravimétrica fueron caracterizados químicamente.

Se tomaron 500 gramos de muestra y se realizó retalla en malla 100. La metodología se llevó a cabo empleando el método mixto: docimasia + ataque con agua regia (Kolthoff and Sandell, 1979).

Para la caracterización mineralógica de la muestra TM, se usó un *microscopio óptico LEICA 2700* y una *lupa binocular LANCETT 10X/20*. La observación y análisis químico semicuantitativo se realizó mediante un *microscopio electrónico de barrido ESEM (FEI Quanta 200) con EDS*. El difractor usado fue un *Philips X Pert*. 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).

De acuerdo a los resultados obtenidos de la concentración centrífuga, se evidenció la necesidad de seguir recuperando el contenido residual de oro y plata del estéril T1, ya que las leyes de oro y plata eran considerables (32 g/t de Au y 326 g/t de Ag). Es por esto que se decidió aplicar la flotación como método complementario. Se realizaron tres series de pruebas de flotación por espuma Rougher sobre el estéril T1. Las variables utilizadas fueron: tamaño de partícula 100 y 200 mallas, uso y dosis de colectores: colector principal utilizado es PAX acompañado por colector secundario F-C5439, MIBC como espumante y tiempos de contacto variables entre 8.5 a 16 minutos. Se puede observar en la Tabla 2 el diseño experimental utilizado para llevar a cabo las tres series de prueba del diseño de la técnica de flotación.

La flotación se realizó en una celda de flotación de marca Denver A-12 de tipo sub-aireada, construida en

Muestra TM - Clases cerradas: [-6+10], [-10+14], [-14+28], [-28+35], [35]				
Mallas (ASTM)	Tamaño (µm)	Peso (%)	Ley de Au (g/t)	Ley de Ag (g/t)
6	3350	3	32	470
10	2000	23.10	44	500
14	1400	17.90	51	450
30	600	21.0	54	700
35	500	15.0	59	610
-35	500	20.0	62	540

Tabla 1. Ley de oro y plata por fracción de tamaños de la muestra original TM.
Table 1. Law of gold and silver fraction of the original sample sizes TM.

Flotación	Malla	Sólidos (%)	Colectores (g/t)		Espumante (g/t)	Tiempo de flotación (min)	pH
			PAX	F-C5439			
Primera Prueba Ensayos preliminares	100	20	15.6	18.75	10	16	8
Segunda Prueba	200	20	20	20	12.5	16	8.8
Tercera Prueba	200	20	20	20	12.5	8.5	9

Tabla 2. Parámetros de cada una de las tres series de pruebas de flotación planteadas.
 Table 2. Parameters of each of the three series of Rougher flotation tests proposed.

material acrílico y el sistema agitador-aireador, de capacidad de 5 litros. El mismo está provisto de un sistema de control automático de tiempos, apertura de la válvula de entrada de aire y velocidad de rotación del rotor. Además se realizaron mediciones de pH, el peachímetro utilizado fue marca Meter HI 8424 New- portable pH/mV/°C.

A continuación se detalla la técnica de flotación de base o estándar usada para todas las pruebas de flotación detalladas en la Tabla 2 (ver Figura 1):

1. Molienda en Shatter durante 20 minutos y posterior tamizado a 100 y/o 200 mallas dependiendo de

la prueba de flotación realizada. Pulpa en % (p/p) de sólidos calculada sobre muestras de 1 Kg con agua corriente. Medición pH.

2. Acondicionamiento. Ajuste de pH = 7-9 con lechada de cal, si es necesario. Los rangos de colectores usados varían desde: (15.6-20 g/t) de PAX; (18.75-20 g/t) de F-C5439 y agitación durante 3 minutos. Espumante MIBC: (10-12.5 g/t). Los reactivos se dosificaron puros, a excepción del PAX que se preparó diluido al 1%. La cal se suministró como lechada al 15% con pipeta de 5 ml.

3. Flotación: medición de pH = 7-9. Se realizó apertura-

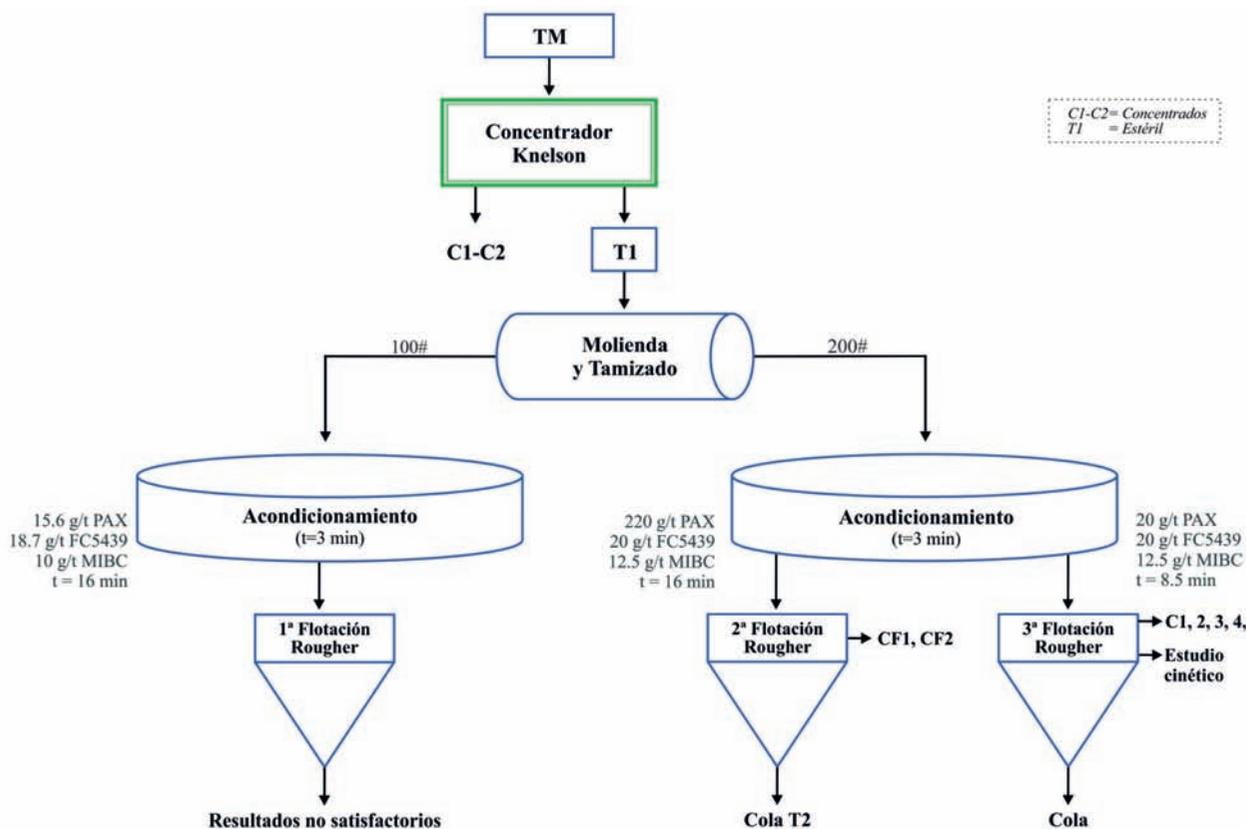


Figura 1. Desarrollo experimental del proceso.
 Figure 1. Experimental development process.

ra de aire y se flota durante los minutos antes mencionados para cada flotación cambiando bandejas según la escala de tiempos estipulados, obteniendo de esta manera los distintos concentrados y cola (residuo) final en cada prueba de flotación.

4. Medición de pH final.
5. Secado, pesado y cuarteo de productos para enviar a laboratorio de análisis.

Se decidió trabajar con un pH = 7 a 9, ya que es un valor neutral para el agua empleada y la cantidad de cal utilizada es la mínima. La flotación con xantatos se hacen siempre a pH alcalinos, siendo el reactivo universal para metales nativos y sulfuros, siendo su consumo muy bajo, en rangos de 20 a 60 g/t. (Ilsnerch et al., 1991).

Para la determinación de los índices cinéticos del oro y de la plata planteados para la tercera prueba de flotación, se realizó mediante el ensayo de flotación con extracción de espumas en tiempos acumulativos y proporcionales a la concentración del material flotable de la celda, de la cual se obtiene una gráfica de recuperación versus tiempo, del mineral flotable y de la ganga. Con la recuperación acumulada R, se obtiene una estimación de la recuperación máxima denominada Ri y que se corrige haciendo la gráfica en escala logarítmica, cuyo valor de la pendiente nos da el valor de K. Como resultado se obtienen los índices cinéticos, K (constante de velocidad específica de flotación) y Ri (recuperación esperada en un tiempo prolongado de flotación) para cada metal.

Resultados y discusión

Caracterización mineralógica de la muestra TM

Observación con microscopio óptico LEICA 2700 (luz reflejada): Para tal fin se prepararon briquetas pulidas correspondientes a la clase cerrada [-16+30]. La Figura 2 muestra oro nativo incluido en una masa silicatada. En la Figura 3 se observa oro nativo libre en la ganga silicatada. La Figura 4 evidencia la presencia de partícula de plata libre asociada a la ganga silicatada.

Observación con lupa binocular LANCETT 10X/20: La Figura 5 muestra la observación realizada, mediante la cual se detectó oro incluido en la ganga silicatada.

Bajo este grupo de oro libre (oro visible), típicamente mayores a 0.1micrones, también es caracterizado por el concepto de GRG (oro recuperable por gravedad) según lo definido por Laplante (2002). De acuerdo a esto es también porque se decide aplicar la

concentración gravitacional como primer método de concentración.

Difracción de rayos X: Los resultados obtenidos sobre la muestra de escoria según Figura 6, corroboran que la misma es mayormente vítrea. Sin embargo, se identificaron dos picos que indican la presencia de la fase cristalina albita ($\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$). Esto se debe a que estas estructuras vítreas presentan zonas pequeñas y aisladas ordenadas (unidades o cristalitas). Además, durante el enfriamiento, la composición de esta escoria (que es totalmente vítrea), ha generado condiciones que permitieron la precipitación de fase albita en muy baja proporción.

Microscopía Electrónica SEM-EDS: A partir de esta observación se verificó la característica homogénea y vítrea de esta escoria. La Figura 7 muestra el análisis EDS realizado a partículas de la escoria (mineral que acompaña al oro), permitiendo determinar la compo-

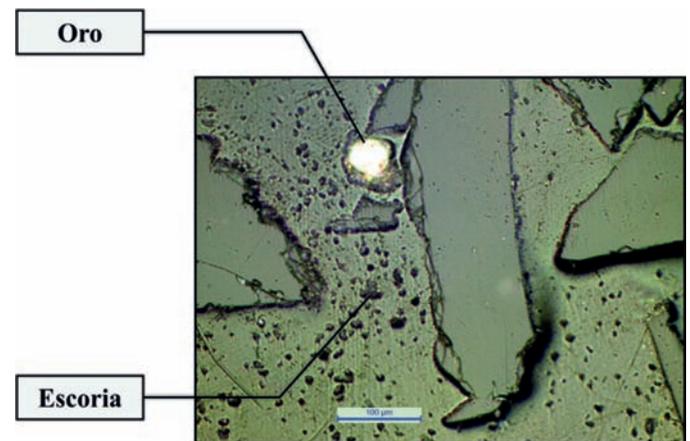


Figura 2. Fotomicrografía: Objetivo 20X. (Nicoles //) en aire.
Figure 2. Photomicrograph: 20X Objective. (Nicoles //) in air.

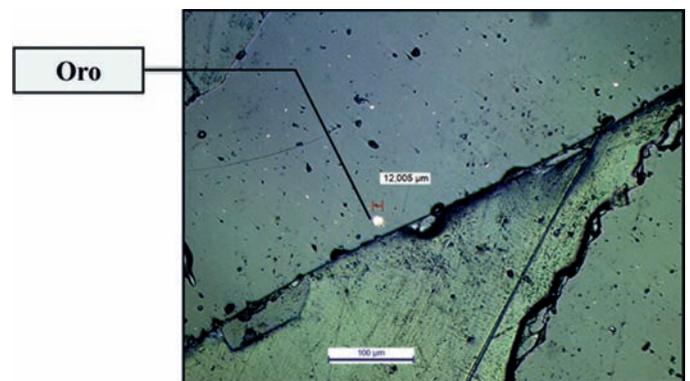


Figura 3. Fotomicrografía: Objetivo 20X. (Nicoles //) en aire.
Figure 3. Photomicrograph: 20X Objective. (Nicoles //) in air.

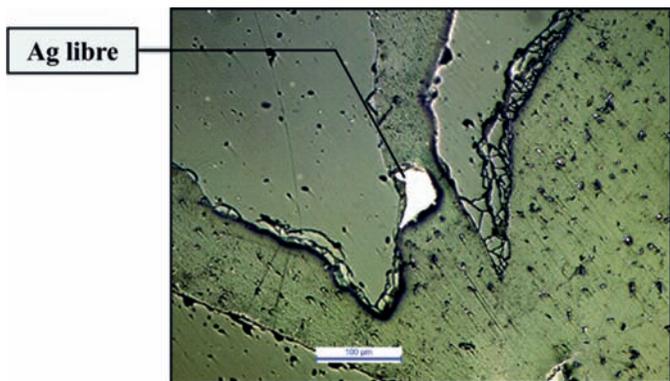


Figura 4. Fotomicrografía: Objetivo 20X. (Nicoles //) en aire.
Figure 4. Photomicrograph: 20X Objective. (Nicoles //) in air.

sición química (semicuantitativa). En la Tabla 3 se verifican contenidos de SiO_2 , Na_2O y FeO para esta escoria. En el interior de las partículas se identificaron inclusiones globulares con Cu-Ni y partículas esféricas que contienen Pb estalladas como consecuencia de la incidencia del haz de electrones.

Caracterización química de los productos obtenidos de la concentración gravimétrica

Se puede observar en la Tabla 4, los resultados obtenidos de la caracterización química realizada para la recuperación del Knelson sobre la muestra TM.

A partir de esta caracterización se evidenció la necesidad de seguir recuperando el contenido residual de oro y plata del estéril T1 debido a que sus

leyes son considerables (32g/t de Au y 326 g/t de Ag). Es por ello que se decidió aplicar la flotación como método de mejora del diseño experimental planteado.

Los resultados de las tres series de pruebas planteadas en el diseño de las técnicas de flotación se detallan a continuación:

- **Primera prueba de Flotación:** No se obtuvieron resultados satisfactorios ya que en ningún momento se produjo la espuma necesaria para flotar las partículas de escoria, por lo que se evidencia la necesidad de realizar nuevas pruebas de flotación. La muestra ensayada fue tamizada a malla 100 (149 μm). De acuerdo a Gorvenia (2006), uno de los factores más importantes después de la química de flotación es la granulometría del mineral. Las partículas gruesas tienen menos grado de liberación, lo cual reduce el área de contacto entre los minerales preciosos y el agua, provocando una disminución en la recuperación del proceso. Por lo antes dicho, se verifica que la escoria no flota a malla 100. Esto está en consonancia con que el tamaño de partícula es importante en la recuperación de valores del mineral, por lo que se recomienda moler éste mineral cuando menos el 70% a -200# (74 μm) (Escamilla and Bahena, 2006). En la flotación de oro, plata y minerales portadores de plata, se emplea como colector principal un xantato acompañado por tiocarbamatos y tiofosfatos. Es por ello que se utilizó, PAX (amil xantato de potasio) como colector principal y el F-C5439 (Di y monotiofosfato+tionocarbamato) como colector secundario, en los rangos de dosis estipulados. Con la finalidad de comprobar la efectividad del

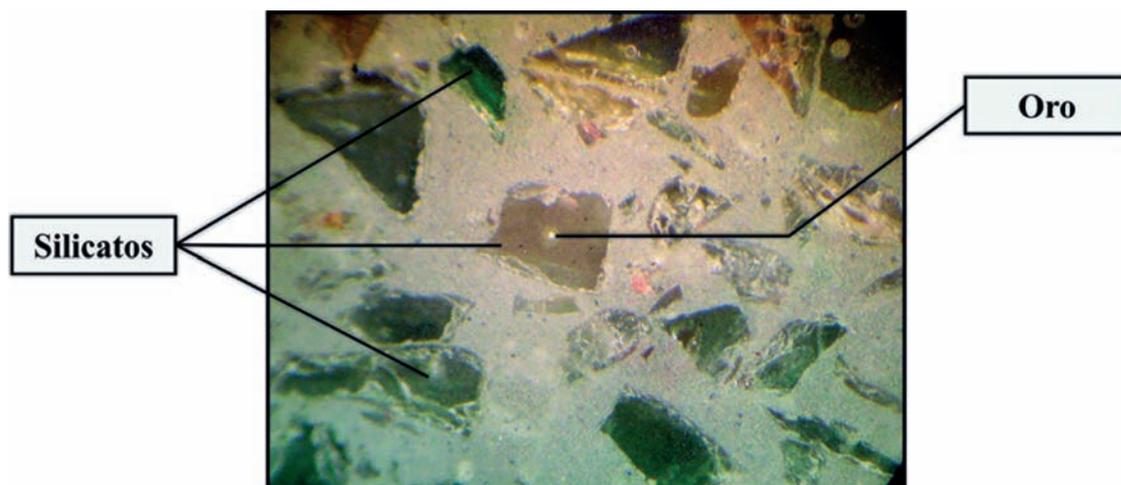


Figura 5. Observación con lupa binocular LANCETT 10X/20.
Figure 5. Observation with binocular magnifier LANCETT 10X/20.

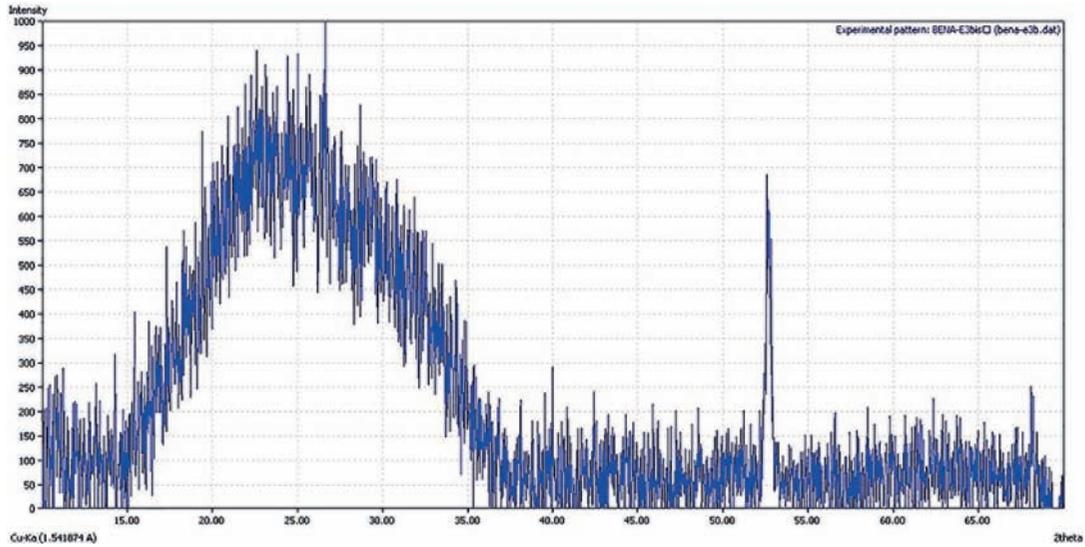


Figura 6. Diffractograma de la muestra TM.
Figure 6. Diffractogram of TM sample.

PAX, empleado como colector principal, y del F-C5439 se incrementaron las dosis de los mismos para la segunda serie de pruebas, a 20 g/t. Además, la dosis del espumante se incrementó a 12.5 g/t. Esto ratifica con que los reactivos más comúnmente usadas para la flotación del oro son los xantatos acompañados por los ditiofosfatos (Allan and Woodcock, 2001; Li and Yoon, 2012). Ha habido varias explicaciones de cómo estos reactivos forman una cubierta hidrofóbica en el oro, pero conceptos electroquímicos, como los resumidos por Woods and Urbina (1987), proporcionan la descripción más convincente de los hechos y

datos observados. La explicación electroquímica involucra reacciones anódicas y catódicas simultáneas en la superficie del oro con transferencia de electrones a través del oro, el cual es buen conductor de la electricidad. Se involucran en este proceso la superficie del oro, el xantato adicionado y el oxígeno disuelto en la solución (Allan and Woodcock, 2001).

La mineralogía observada para la muestra ensayada revela que los contenidos de oro y plata se encuentran en forma de oro nativo asociados a una masa silicatada (Si, Na, Ca, Al, Fe). Estos minerales y sus propiedades en relación con la flotación se encuentran conformando el Grupo b (Metales nativos) y Grupo e (óxidos y silicatos). El

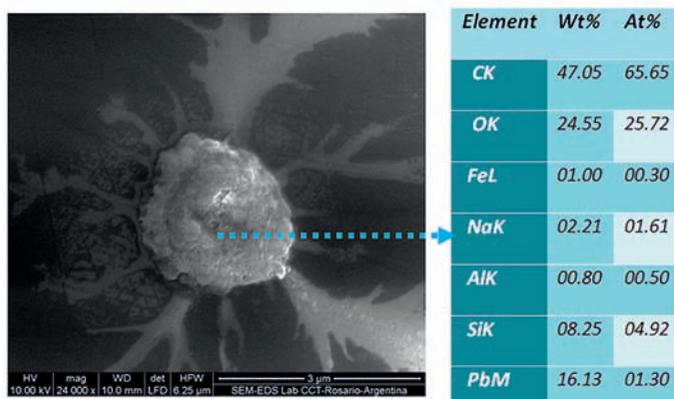


Figura 7. Composición de partícula esférica observada en la escoria. Wt%: porcentaje en peso; At%: porcentaje atómico.
Figure 7. Composition of spherical particle observed in the slag. Wt%: weight percentage; At%: atomic percentage.

Muestra TM	
Compuestos	%
SiO ₂	18.10
Na ₂ O	37.44
PbO ₂	39.06
CaO	1.63
Al ₂ O ₃	2.83
FeO	0.91

Tabla 3. Composición química semicuantitativa muestra TM según microscopía SEM-EDS.
Table 3. Chemical composition according semi-quantitative TM microscopy shows SEM-EDS.

Productos	Peso (%)	Oro			Plata		
		Ley (g/t)	Finos (g)	Distrib. (%)	Ley (g/t)	Finos (g)	Distrib. (%)
C 1	0.8	1197	10	18.82	2437	20.4	5.6
C 2	1.7	693	12.2	22.9	1606	28.4	7.7
T 1	97.4	32	31.2	58.3	326	317.7	86.6
Cierre	100		54	100		367	100

Tabla 4. Análisis químico de Au y Ag, en la separación centrífuga Knelson. C1 y C2: Concentrados, T1: Cola

Table 4. Chemical analysis of Au and Ag in Knelson centrifugal separation.

oro libre es naturalmente hidrofóbico, y exhibe un carácter no polar y flota por lo tanto bien (Laplante, 2002). Para este tipo de minerales, según Sarquis (2003) los colectores más usados son: xantatos, ditiofosfatos y colectores sulfhídricos. El rango de pH varía entre 7 a 9 con soda o cal. Espumantes tales como MIBC es de amplio uso en la flotación de una gran variedad de minerales, de ahí su elección.

Con respecto a los silicatos y el SiO₂ que constituyen la ganga como producto de esta flotación, que son por naturaleza marcadamente hidrofílicos, se activan con la presencia de iones Fe o Cu, pero trabajando a pH fuertemente alcalinos durante las pruebas de flotación se consiguió deprimirlos. Los posibles óxidos presentes del tipo hematita y los óxidos de gangas sílices se consiguen deprimir también a pH alcalinos pudiendo de esta manera coleccionarlos en los estériles.

Es común que los sulfuros contengan oro asociado, pero mediante las observaciones mineralógicas se evidenció la ausencia de los mismos.

- **Segunda Prueba de Flotación:** La recuperación obtenida para la segunda flotación, en la cual se obtuvieron dos concentrados, se resume en la Tabla 5.

Los resultados obtenidos para esta segunda etapa, de la cual se obtuvieron dos concentrados, la recuperación acumulativa alcanzada para este ensayo fue de un 90% de Au y de un 42.5% de Ag, eviden-

ciando de esta manera que la flotación fue satisfactoria ajustada las variables. La variación de la granulometría usada (200 mallas) fue esencial debido a que se produjo un mayor grado de liberación de las partículas valiosas, esto se hace con el fin de que las partículas gruesas de oro y plata que estén presentes, puedan ser liberadas y separadas de los componentes de la ganga. El incremento en las dosis de los colectores primario, secundario y el espumante ratificaron las dosis adecuadas, quedando demostrado que las partículas de oro libre flotan bien con colectores débiles, xantatos o ditiofosfatos (Gorvenia, 2006). El pH usado fue básico ya que es un valor aproximadamente neutro para el agua empleada y la cantidad de cal utilizada que fue la mínima, evitando las consecuencias negativas que esta suele tener en la flotación de Au y Ag. A este pH se consiguió además deprimir la ganga silicatada que acompaña a estos metales preciosos.

Con respecto al tiempo de flotación usado fue el mismo que la prueba anterior, lo cual permitió determinar el tiempo óptimo al cual se obtuvieron las mayores recuperaciones tanto de oro como de plata.

- **Tercera Prueba de Flotación asociada a un estudio cinético:** Con el ajuste de todas la variables operacionales justificadas anteriormente, como ser el tamaño de partículas a 200 mallas, colectores y espumantes adecuados, se obtuvo una flotación

Productos	Tiempo (min)	Peso (%)	Oro			Plata		
			Ley (g/t)	Finos (g)	Recup. (%)	Ley (g/t)	Finos (g)	Recup. (%)
CF-1	8	1.8	1282	23.8	84	6474	120.4	37.3
CF-2	16	1.4	106	1.5	5.3	1225	17	5.2
T2	-	96.7	3	3	10.6	192	185.7	57.5
Cierre	-	100		28.2	100		323	100

Tabla 5. Balance metalúrgico de los productos de la segunda flotación.

Table 5. Metallurgical balance of products from the second test flotation.

Tiempo de flotación (min)	Au		Ag	
	Ley (g/t)	Recuperación acumulativa (%)	Ley (g/t)	Recuperación acumulativa (%)
0.5	4013.1	41.4	26421.2	17.6
1.5	2193.7	61.4	20471.4	29.6
2.5	1143.9	71.2	10272.2	35.3
4.5	320.7	76.3	4421	39.8
8.5	243.7	87.7	2504	47.4

Tabla 6. Leyes y distribución acumulativa de Au y Ag a distintos intervalos de tiempo del ensayo.
Table 6. Grades and cumulative recovery of Au and Ag at various time intervals in the assay.

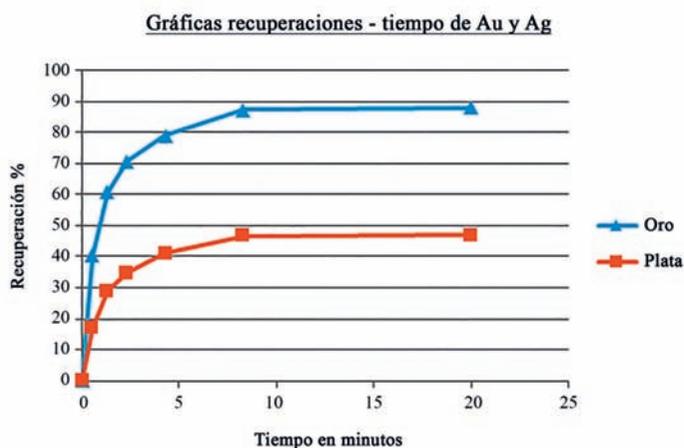


Figura 8. Gráfica que representa la recuperación versus tiempo tanto del oro como la plata.
Figure 8. Graph representing recovery versus time both of gold and silver.

satisfactoria asociada a un estudio cinético, dando como resultado cinco concentrados a distintos tiempos: 0.5, 1.5, 2.5, 4.5 y 8.5 minutos. La Tabla 6 presenta las distintas leyes y sus respectivas recuperaciones acumulativas de Au y de Ag para cada intervalo de tiempo. El tiempo de flotación utilizado fue menor, comparado a las dos series de pruebas anteriores, debido a que se ratificó que la mayor recuperación de estos metales preciosos se da en tiempos menores a los 10 minutos.

La curva de recuperación en el tiempo de ambos metales (Au y Ag) se muestran en la Figura 8. El estudio cinético asociado al ensayo que origina la gráfica brinda importante información comparativa sobre las velocidades de flotación de los integrantes de la mena y permite observar con mayor detalle la tendencia de la recuperación de los componentes de interés.

La Figura 8 muestra que para valores de tiempo menores a 10 minutos se alcanzó una recuperación

acumulativa del 87.7% de Au y del 47.4% de Ag. Para la determinación de los índices cinéticos en el laboratorio, se hizo en función de las recuperaciones acumulativas (R) tanto de oro como de plata obtenidas anteriormente. Con la recuperación acumulada (R), se obtuvo una estimación de la recuperación máxima denominada Ri, la cual se corrigió haciendo la gráfica en escala logarítmica de $\ln((R_i - R)/R_i)$ en función del tiempo de flotación. Esta dará una recta si la estimación de Ri es exacta y se curvará hacia arriba si es mayor o hacia abajo en caso contrario. Realizando iteraciones sucesivas se encontraron los valores exactos de Ri tanto del oro como de la plata, obteniéndose las rectas cuyas pendientes nos dio el valor de K para ambos metales.

El estudio cinético refleja un considerable rendimiento del ensayo, cuyos índices cinéticos son: K para Au = 0.56 1/min y 0.57 1/min para la Ag y Ri para Au=88% y Ri para la Ag 47%. Se verifica este rendimiento positivo ya que se considera bajo rendimiento del ensayo cuando K toma valores menores a 0.20 1/min y cuando Ri, toma valores de alrededor del 50%. De acuerdo a Sarquis (2003), K es el factor básico en el enfoque cinético del proceso de flotación y es necesaria su determinación exacta para la evaluación del efecto de las variables sobre el proceso y para la organización y el dimensionamiento de los circuitos de flotación.

Conclusiones

La flotación de la cola (residuo) obtenida de la separación gravimétrica (centrífuga Knelson) permite lograr una mejora de la recuperación de Au y de Ag.

Las mejores condiciones para lograr una flotación de la escoria en estudio son: granulometría a 200 mallas, colectores: PAX (15.8 g/t); F-C5439 (18.75 g/t), espumante MIBC (12.5 g/t) y un tiempo de flotación de 8.5 minutos. Bajo estas condiciones se alcanzan

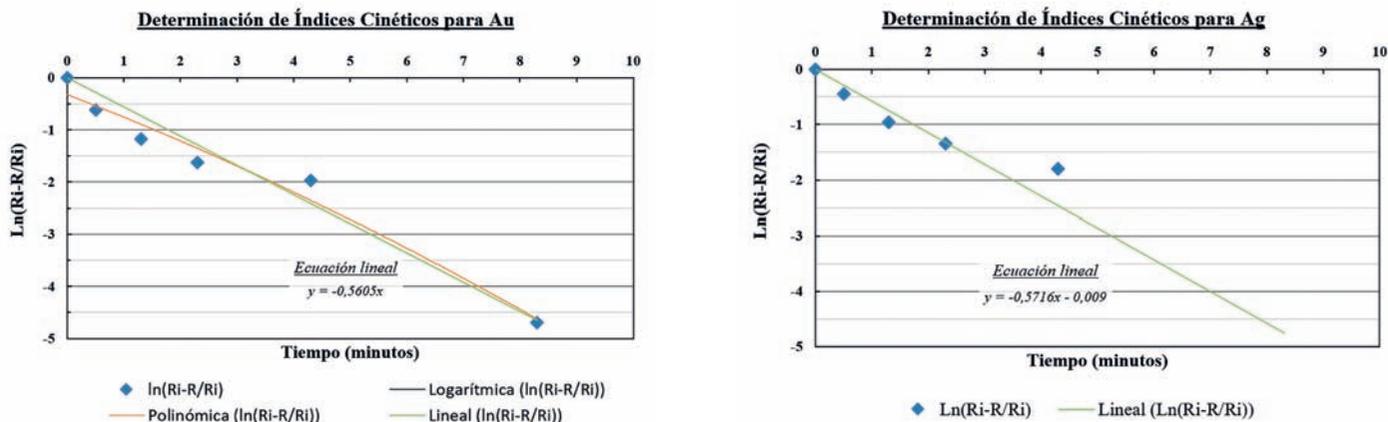


Figura 9. Gráficas de R_i (recuperación esperada en un tiempo prolongado de flotación) versus tiempo corregidas en escala logarítmica. a- Gráfica R_i del oro versus tiempo; b- Gráfica R_i para la plata versus tiempo.

Figure 9. Graphs of R_i (expected recovery in an extended flotation time) versus time corrected on a logarithmic scale. a-Graph R_i of gold versus time; b-Graph R_i for silver versus time.

recuperaciones del 87.7 % Au y un 47.4 % de Ag, del contenido residual de la cola gravimétrica T1.

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 flotación en la cola gravimétrica T1.

Agradecimientos

A la institución a las que pertenecen los autores y sus respectivas Direcciones de Investigación por el apoyo otorgado para la realización de la presente investigación. A la Dra. Ana Mestre por su valiosa sugerencia sobre el manuscrito.

Referencias

- Allan, G.C and Woodcock, J. T. 2001. *A review of the flotation of native gold and electrum*. Minerals Engineering, 931–962 pp.
- Aworn, A., Thiravetyan, P. and Nakbanpote, W. 2005. Recovery of gold from gold slag by wood shaving fly ash. *Elsevier. Journal of Colloid and Interface Science*, 287(394), 1-5.
- Biswas, A.K. and Davenport, W.G. 1980. *Extraction Metallurgy of Copper*. Pergamon. Editorial Press, New York, 32 pp.
- Brandaleze, E., Hidalgo, N. and Bazan, V. 2013. Caracterización de escorias de fusión de oro. *Congreso Internacional en Ciencia y Tecnología de Metalurgia y Materiales. Simposio Internacional sobre Materiales Lignocelulosicos. SAM / CONAMET*, Argentina, 3, 9 – 12.
- Brewis, T.1995. *Mining Separación por Gravedad*. Editorial Limusa, 30-35 pp.
- Escamilla, M.C. and Bahena, J.L. 2006. Recuperación de metales preciosos proveniente de presa de Jales. Instituto de Metalurgia, Universidad Autónoma de San Luis de Potosí. *XIII Encuentro sobre Procesamiento de minerales*. México, 2, 220-223.
- 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, 2, 230-233.
- Gorvenia, H.D. 2006. *Proyecto de tesis del circuito de flotación Flash en mejora de la recuperación de oro grueso*. Tesis inédita, Universidad Nacional de Ingeniería, Perú, 96 págs.+ (anexos).
- Ilsnerch, B.1991. *Materials and Research Engineering. Materials Beneficiation*. Springer-Verlag New York, 189-190 pp.
- Knelson, B.1998. Centrifugal Concentration and Separation of Precious Metal. *Memorias: 2nd Internatinal Conference on Gold Mining*, Vancouver, Canada, 2(1), 303-317.
- Kolthoff, I.M. and Sandell, E.B. 1979. *Análisis Químico Cuantitativo*. Editorial Nigar S.R.L, Argentina, 21-22 pp.
- Laplante, A. 2002. The gravity recoverable gold test and flash flotation. *Proceedings 34 Annual meeting of the Canadian Mineral Processors*, Canada, 7, 22-24
- Li, Z. and Yoon, R.H. 2012. *AFM force measurements between gold and silver surfaces treated in ethyl xanthate solutions: Effect of applied potentials*. Minerals Engineering, 126–131 pp.
- Lovera, D., Vladimir, A., Coronado, R. 2004. La valoración de escorias metalúrgicas como recursos industriales. *Revista del Instituto de Investigación* (Universidad Nacional Mayor de San Marcos-Perú), 7(13), 26-30
- Mackey, P.J. 1982. *The Physical Chemistry of Copper Smelting Slags a Review*, Canada, 221 pp.
- Marsden, J. and Lain, C. 2006. *The chemistry of Gold Extraction*. Littleton, Editorial Ellis Horwood, 147-177 pp.

- Páez, O. 2001. Trabajo inédito. *Concentración de minerales II*. Facultad de Ingeniería Metalurgia, Universidad de Atacama, Departamento de Metalurgia, Chile, 65 Págs. (anexos).
- Parga, J.R. and Carrillo, F.R. 1996. Avances en los métodos de recuperación de oro y plata de minerales refractarios. *Revista de Metalurgia. España*, 32 (4), 245-261.
- Programa Iberoamericano de Ciencia y Tecnología Para el Desarrollo (CYTED), 04/11/14, <http://www.cyted.org/>
- Reciclaje Grupo de tecnología de materiales (Umicore), 14 de marzo del 2014, <http://www.umicore.com/en>
- Reghezza, A. 2010. Tratamiento de escorias metalúrgicas. *Revista Área Minera*, Chile, 15(1), 47-16.
- Sarquis, P. 2003. *Tecnología de Flotación. Tratamiento Mecánico de minerales*. IIM. Facultad de Ingeniería. Universidad Nacional de San Juan, Argentina, 23-25 pp.
- Tantaleán, G. V. 2004. *Recursos Metalúrgicos*, UNMSM, 2 pp.
- Valdivieso, A. 1999. Concentración Gravimétrica centrífuga de oro y plata. Su implementación en el circuito minera. El Pílon. XXIII. *Convención AIMMGM*, Acapulco, 2, 20 – 23.
- Woods, R. and Urbina, R.H. 1987. *Flotation Fundamentals in Reagents in Mineral Technology*, P. Somasundaran and B.M. Moudgil (Editors), Marcel Dekker, Inc. New York, 1-38 pp.
- World Gold Council “Gold Demand Trends”, 04/11/14, <http://www.gold.org/supply-and-demand/gold-demand-trends>.

Recibido: enero 2015
Revisado: febrero 2015
Aceptado: marzo 2015
Publicado: diciembre 2015