



Mineralogía del proceso de lixiviación de oro en minerales refractarios con soluciones de tiosulfato¹

Process mineralogy of leaching gold refractory minerals using Thiosulphate solutions

Recibido: 26- 08 - 2016 Aceptado: 20-11-2016

Juan David Ospina Correa²
 Juan Guillermo Osorio Cachaya³
 Carlos Mario Serna Zuluaga⁴
 Erica Mejía Restrepo⁵
 Carlos Enrique Giraldo Vélez⁶
 José Alejandro Posada Montoya⁷

Resumen

La mineralogía de procesos es una herramienta que ofrece información de gran utilidad para la modificación de procesos de obtención de oro para mejorar su eficiencia. El objetivo de este trabajo fue evaluar la mineralogía y la oxidación del mineral en el proceso de lixiviación de oro a partir de muestras de mineral aurífero refractario con soluciones de tiosulfato mediante técnicas analíticas como la Microscopía Óptica de Luz Plana Polarizada (MOLPP), Tratamiento Digital de Imágenes TDI, Microscopía Electrónica de Barrido (SEM/EDS) y Difracción de Rayos X (DRX). La caracterización mineralógica previa al proceso de lixiviación reveló asociación, tamaño y forma de ocurrencia de cada una de las fases minerales, encontrándose que el mineral empleado estaba compuesto principalmente por pirita en cristales inequigranulares y subhedrales (58% de la muestra); cristales de galena (15% de la muestra); cristales de esfalerita, calcopirita y arsenopirita (7% de la muestra); menos del 1% de oro libre y fases de aluminosilicatos (19% de la muestra). Ensayos al fuego mostraron 59 g/ton de oro y 70 g/ton de plata. Luego del proceso de lixiviación se encontró acumulación de granos individuales de pirita con surcos de corrosión, disminución de su tamaño de partícula, así como la disolución de las fases acompañantes: esfalerita, calcopirita, galena y arsenopirita. No se observó la presencia de cobre precipitado. Fue necesario realizar un pretratamiento oxidante del mineral, seguido por una lixiviación se logró una liberación de oro hasta del 82%. La caracterización mineralógica permitió definir condiciones adecuadas para la recuperación de oro.

Palabras clave: Caracterización mineralógica; lixiviación; minería de oro; mineral refractario; tratamiento digital de imágenes.

¹ Investigación concluida: Mineralogía del Proceso de Lixiviación de oro de Minerales Refractarios en soluciones de Tiosulfato, ¹ abril de 2016-30 septiembre de 2016; Institución Universitaria Pascual Bravo.

² Colombiano Ing., de Materiales, M.Eng Materiales y Procesos, Dr(C) Ingeniería, Ciencia y Tecnología de Materiales. Grupo de Investigación e Innovación Ambiental GIIAM. Institución Universitaria Pascual Bravo, Medellín, Colombia juan.ospina@pascualbravo.edu.co,

³ Colombiano. Ing. Geólogo. Grupo de Investigación e Innovación Ambiental GIIAM. Institución Universitaria Pascual Bravo, Medellín., Colombia juancachaya@pascualbravo.edu.co,

⁴ Colombiano Ing., Materiales, M.Eng(C) Materiales y Procesos. Grupo de Investigación e Innovación Ambiental GIIAM. Institución Universitaria Pascual Bravo, Medellín., Colombia. c.serna@pascualbravo.edu.co,

⁵ Colombiana Ing. Materiales, M.Eng Materiales y Procesos, Dr(C) Biotecnología. Grupo de investigación Hombre, proyecto y ciudad. Programa Diseño Industrial, Universidad San Buenaventura, Medellín, Colombia: erica.mejia@usbmed.edu.co

⁶ Colombiano Ing. Industrial. Grupo de Investigación e Innovación Ambiental GIIAM. Institución Universitaria Pascual Bravo, Medellín., Colombia ce.giraldo@pascualbravo.edu.co,

⁷ Colombiano. Postdoctorado en Ingeniería Mecánica y Aeroespacial, Ph.D. en Ingeniería Aeroespacial; Especialista en Aeronáutica, Ingeniero Mecánico; Profesor visitante, Docente Institución Universitaria Pascual Bravo, Profesor Asistente, Universidad Pontificia Bolivariana. Grupo de Investigación e Innovación Ambiental GIIAM. Institución Universitaria Pascual Bravo, Medellín., Colombia. alejandro.posada@pascualbravo.edu.co.

Abstract

Process mineralogy is a powerful technique that offers valuable information for the assessment of gold recovery processes in order to enhance their efficiency. The aim of this article is to evaluate the mineralogy and oxidation of the mineral throughout the leaching of gold using thiosulphate, particularly refractory gold. Characterization techniques such as Polarized Light Microscopy (PLM), X-Ray Diffraction (XRD), and Scanning Electron Microscopy with X-Ray Microanalysis (SEM-EDS) were performed. The mineralogical characterization prior to the leaching process reveals association, size, and shape of each mineral occurrence. The mineral composition was found to be pyrite crystals, exhibiting subhedral and inequigranular morphology (58% of the sample); galena crystals (15% of the sample); sphalerite, chalcopyrite and arsenopyrite crystals (representing 7% of the sample); less than 1% free gold; and aluminosilicate phases (approximately 19% of the sample). Fire assay results showed 59 g/ton of gold and 70 g/ton of silver. After the leaching process, some accumulation of individual pyrite grains with corrosion grooves, decreased particle size, as well as dissolution of the accompanying phases (sphalerite, chalcopyrite, galena, and arsenopyrite) were found. Precipitated amorphous phases of copper were not observed. The best leaching process found was the pretreatment of the mineral solution in ammonium hydroxide and copper during 12 hours with air bubbling followed by leaching in ammonium thiosulphate solution, resulting in a gold-release of 82%. The mineralogical characterization allowed to find the optimum conditions for the gold recovery, having that the dissolution with thiosulphate depends not only on the phases present in the starting mineral but also in the currents involved in the electrochemical process.

Keywords: Mineralogical characterization; leaching; gold mining; refractory ore; digital image processing.

Introducción

La mineralogía de procesos es una herramienta que ofrece información de gran utilidad para la modificación de procesos de obtención de oro; esta ha sido abordada muy ligeramente en la literatura, lo cual puede deberse a la dificultad presentada por la refractariedad de algunos minerales que entorpecen la recuperación del oro. La

refractariedad en minerales auropiríticos se puede deber a: (i) la presencia de materia carbonácea, (ii) formación de películas pasivantes, (iii) partículas de oro finamente diseminadas en solución sólida dentro de la matriz mineral u oro en la estructura cristalina de los sulfuros, y (iv) diversas fases minerales acompañantes, entre otros (Abrantes & Costa, 1996; Marsden & House, 2009).

Las técnicas comúnmente usadas para el beneficio de minerales refractarios como la amalgamación con mercurio y posterior tratamiento con cianuro presentan bajo rendimiento en la recuperación de oro y en raras ocasiones consideran la mineralogía de la mena para la modificación *in situ* de las soluciones (Adams, 2005). Por lo tanto, una gran variedad de métodos no convencionales han sido desarrollados para superar las barreras que la refractariedad impone a los procesos de beneficio (Amankwah & Pickles, 2009; Gudyanga, Mahlangu, Roman, Mungoshi, & Mbeve, 1999). Por ejemplo, la recuperación de oro, de minerales arseno-piríticos requiere pretratamientos oxidativos con el fin de destruir la matriz mineral que contiene encapsulado al oro o disminuir la competencia de oxígeno que incrementa los costos en la cianuración (Climo, Watling, & Van Bronswijk, 2000; Hashemzadehfini, Ficeriová, Abkhoshk, & Shahraki, 2011). Para esto, las alternativas planteadas comúnmente son la preaireación, tostación, oxidación a alta presión y oxidación bacteriana con *Acidithiobacillus ferrooxidans* y *thiooxidans* (Rohwerder & Sand, 2003). Sin embargo, los procesos de pretratamiento oxidante presentan muchas desventajas, tales como: generación de SO_2 y As_2O_3 durante la tostación, altos costos de inversión para la implementación de las autoclaves de oxidación bajo presión, aumento de los periodos de residencia en los reactores con agitación para la oxidación biológica, inhibición del crecimiento microbiano por la presencia de arsénico en la solución, entre otros (Iglesias & Carranza, 1996; Leng et al., 2009). Algunos procesos en soluciones alcalinas han sido implementados para la disolución oxidativa de concentrados minerales de antimonio y arsénico. Por ejemplo, Awe y Sandstrom (2010) utilizaron un concentrado mineral de tetraedrita-tenantita para la disolución selectiva de arsénico y antimonio y observaron que la extracción de oro depende fuertemente de la cantidad de mineral, la concentración de hidróxido de amonio en la solución, la temperatura y el tiempo de reacción; el oro en estos minerales está frecuentemente encapsulado; esto mismo ha sido encontrado para concentrados ricos en arsenopirita pero no se evaluó el grado de corrosión superficial del mineral o las posibles transformaciones de fase durante el proceso (Chen, Cabri, & Dutrizac, 2002).

Por otra parte, Baláž y Achimovičová (2006) estudiaron la lixiviación por pasos en sistemas alcalinos de concentrados de arsénico y antimonio, previa activación mecánica del mineral, encontrando que la activación mecánica influenciaba fuertemente la extracción, obteniendo arsénico y antimonio, 63% y 43% desde la tetraedrita-tenantita y jamesonita respectivamente, y arsénico, 87% desde la enargita. Cabe anotar que en estos ensayos no se evalúa el tamaño de partícula alcanzado durante el proceso de activación mecánica. La investigación desarrollada por Celep, Alp, & Deveci (2011); y Celep, Alp, Paktune, & Thibault (2011) mostró el incremento en la recuperación de oro y plata mediante cianuración con pretratamiento oxidante, alcanzando recuperación de 94% de plata, 87% de oro y 86% de antimonio removido con KOH, pero no evaluaron el grado de refractariedad del mineral, es decir, fases minerales acompañantes como la arsenopirita y la estibina. Otros estudios, (Tongamp, Takasaki, & Shibayama, 2009) desarrollaron remoción de arsénico del 95% a partir de minerales de cobre utilizando lixiviación alcalina con NaHS a 95°C. Durante el proceso no se evaluó la salida de arsénico desde la calcopirita que es un mineral que presenta mayor refractariedad que la calcosita.

Por otra parte, se ha encontrado que la pirita y la arsenopirita son responsables en gran medida de la refractariedad y del mayor consumo de cianuro en procesos de beneficio aurífero, razón por la cual las transformaciones morfológicas y texturales que ocurren durante la disolución oxidativa de estos minerales son de gran importancia y parte crucial en el mecanismo fundamental en la liberación de oro (Corkhill & Vaughan, 2009). Sin embargo, poco se conoce sobre la mineralogía del proceso, la cual es una herramienta fundamental que permite el entendimiento de los mecanismos de reacción y de este modo una optimización del mismo (Márquez, 1999; Márquez, 1995).

La caracterización mineralógica se ha empleado como una herramienta que permite optimizar los diferentes procesos de beneficio (Córdoba, Muñoz, Blázquez, González, & Ballester, 2008; Klauber, 2008). De esta manera, el conocimiento y la comprensión de la mineralogía de la mena y su influencia en la transformación final de los minerales son cruciales para el diseño y operación de un sistema industrial de beneficio (Marsden & House, 2009). Características como composición química de las fases, proporciones relativas, distribución granulométrica, textura, tipo de intercrecimiento, grado de liberación y hábitos cristalinos de los diferentes minerales y sus productos en diversas etapas del proceso, son factores

básicos para la comprensión de los diferentes puntos del sistema (Muir & Aylmore, 2005).

Con el uso de soluciones de tiosulfato como lixiviante de oro en minerales con alto contenido de sulfuros se han obtenido disoluciones de oro mayores al 80% (Zhang Senanayake, & Nicol, 2004; Zhang, 2008). En dichos minerales, metales como el oro se encuentran encapsulados en fases minerales, que requieren de la aplicación de procesos de oxidación previos (Mesa & Lapidus, 2015) para liberar el metal y mantener niveles altos de disolución. Es por esto que el estudio de las condiciones mineralógicas de la mena, evaluando el efecto de un pretratamiento de oxidación con ion hidróxilo (amoníaco en solución $\text{-NH}_4\text{OH}$), en la recuperación de oro, hará posible la optimización de la lixiviación con soluciones de tiosulfato ($\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$), cobre-(II) (Cu^{2+}), amoníaco (NH_3) y EDTA.

Diferentes autores han presentado mecanismos de reacción para explicar el proceso de lixiviación y disolución de oro con tiosulfato (Breuer & Jeffrey, 2000; Senanayake, 2004) mostrando cómo la oxidación de oro, y por ende su disolución, es catalizada por la presencia del ion cúprico (Cu^{2+}). Una vez oxidado el oro por la presencia de iones Cu^{2+} , se favorece la formación del complejo oro-tiosulfato ($\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$).

El objetivo de este trabajo fue evaluar la mineralogía y la oxidación del mineral en el proceso de lixiviación de oro a partir de minerales refractarios con soluciones de tiosulfato mediante técnicas analíticas como la Microscopía Óptica de Luz Plana Polarizada (MOLPP), Tratamiento Digital de Imágenes (TDI), Microscopía Electrónica de Barrido (SEM/EDS), Difracción de Rayos X (DRX) y técnicas electroquímicas para el estudio de la solución de tiosulfato.

Materiales y métodos

Preparación de muestras

El material utilizado en este estudio fue cedido por el Centro Provincial de Gestión Minero Agro-empresarial del nordeste antioqueño; mina La Primavera, municipio de Segovia. Dicho material se seleccionó por su refractariedad y contenido de oro, el cual se calculó previamente mediante la técnica de ensayo al fuego (tenores representativos de la región 59 gAu/ton y 70 gAg/ton), y se sometió a un ciclo de conminución hasta obtener un tamaño de partícula ($\sim 75\mu\text{m}$), pasante malla Tyler 200. Para la obtención de las

muestras, 180g del material de estudio se sometieron a un proceso de lixiviación con tiosulfato y un pretratamiento oxidante. Con el fin de evaluar los efectos del proceso de lixiviación, se hicieron montajes de granos en resina epóxica, los cuales se desbastaron y pulieron hasta obtener superficie con acabado tipo espejo. Esta preparación se realizó con las muestras lixiviadas y las no lixiviadas.

Lixiviación del mineral refractario

El material de estudio se sometió a diferentes ensayos (A y B) de lixiviación de oro con soluciones de tiosulfato, se evaluó el efecto del pretratamiento oxidante, previo a la lixiviación, en donde se emplearon soluciones de ion hidróxido con burbujeo (ensayo B) y sin burbujeo de aire (ensayo A). Para la lixiviación del material aurífero con tiosulfato, este se preparó con un pretratamiento oxidante en solución de hidróxido de amonio. En el pretratamiento de oxidación se utilizó una solución de 500 ml de hidróxido de amonio (0,8 mol/L) y sulfato de cobre (0,025 mol/L). La solución y el mineral se vertieron en una celda cerrada de vidrio y se dejaron durante 12 horas con y sin burbujeo de aire. Durante la lixiviación, a la solución oxidante se le adicionó tiosulfato de amonio (0,2 mol/L) y EDTA (0,025 mol/L), ajustando el pH ~10. El sistema se dejó en una celda de vidrio cerrada con agitación mecánica durante 24 horas a 250 rpm. Igualmente, se realizaron ensayos de lixiviación sin pretratamiento de oxidación para comparar la corrosión del mineral. Todos los experimentos de lixiviación se desarrollaron a temperatura ambiente y el sistema se comparó como punto base con la disolución a partir de una lámina de oro de alta pureza (99,99% Au).

Caracterización mineralógica

La caracterización mineralógica de las muestras se realizó mediante la técnica de conteo de puntos, siguiendo la norma ASTM D 2799, utilizando un microscopio óptico de luz plana polarizada, modo luz reflejada, Carl Zeiss AXIO SCOPE-A1-POL, con corrección cromática y compensación de imagen plana, con objetivo de aumento en aire a 20X (ASTM, 2012). Además, se validó el conteo de puntos mediante TDI usando el software de código abierto ImageJ v.1.50b. El reconocimiento de las fases minerales en un total de 3 secciones pulidas permitió identificar hasta un máximo de ~25.000 cristales por sección (800 micrografías en total) con un nivel de confianza del 95% y un porcentaje de error del 3%, garantizando así la confiabilidad de los resultados con una mayor probabilidad estadística. La adquisición de imágenes para el TDI se realizó dejando 2 mm de separación entre imágenes para evitar el solape de las mismas; posteriormente las imágenes se convirtieron a

formato de 8 bits en escala de grises y se normalizaron con el fin de mejorar el contraste. La separación e identificación de cada fase mineral se realizó utilizando la herramienta threshold en ImageJ, asignando un rango de valores en la escala de grises, e.g., Au 254-255 bits, Py 180-253 bits, Cpy 178-179 bits, Gn 94-177 bits, Sp 40-93 bits, Qz 20-39 bits. Finalmente se utilizaron variables como área, perímetro, diámetro de Feret, y circularidad.

Para determinar el porcentaje de corrosión en cada muestra, se analizaron características como surcos y poros observados en un total de 131 cristales, entre ellos, pirita, esfalerita y galena. En los cristales se utilizó la técnica de Focus Stacking con el fin de mejorar las condiciones de observación, disminuyendo el efecto de la profundidad de campo (total de micrografías utilizadas, 790). Las micrografías usadas para el análisis de corrosión fueron obtenidas con el lente de 100X del AXIO SCOPE-A1-POL. El porcentaje de corrosión de cada cristal se determinó a partir del área y perímetro tanto del cristal como de la zona corroída (Figura 8).

También se utilizó un DRX marca Panalytical Referencia X'Pert PRO MPD con radiación de Cu de longitud de Onda $K\alpha=1,5406$, polarizado con una potencia de 45 kV y 40 mA, barrido continuo con paso de $0,013^\circ$ y 59 segundos por paso; se usó la base de datos COD (Crystallography Open Database) para la identificación de las fases cristalinas en las muestras. Para el análisis microquímico, así como la evolución microtextural se utilizó un SEM JEOL JSM 6490 LV, con detector de estado sólido tipo EDS marca OXFORD, en modo de observación BSE y voltaje de aceleración de 20kV y un tiempo de colecta de 210 segundos. Las muestras fueron montadas previamente en secciones pulidas y metalizadas con oro.

Resultados y discusión

Lixiviación de lámina de oro

En la Figura 1 se muestra el resultado de la lixiviación con el electrolito a partir de una lámina de oro (99,99% de pureza) en soluciones de tiosulfato de amonio y de tiosulfato de sodio como línea base. En la solución de tiosulfato de amonio después de 15 horas de lixiviación, se alcanzó una disolución de 24,8 mg de oro; mientras que en la solución de tiosulfato de sodio se obtuvo una disolución del 8,0 mg; tres veces menos que la solución tiosulfato de amonio. Después de 24 horas de lixiviación, se obtuvo una disolución de 27,4 mg de Au con la solución de tiosulfato

de amonio y con la solución de tiosulfato de sodio solo 9,0 mg de Au. Según los resultados obtenidos, con las soluciones de tiosulfato de sodio y tiosulfato de amonio el oro se disolvió; sin embargo, la cinética de lixiviación del tiosulfato de amonio fue mayor, con lo cual se consiguen menores tiempos de disolución de oro para un proceso de lixiviación utilizando esta sal de tiosulfato.

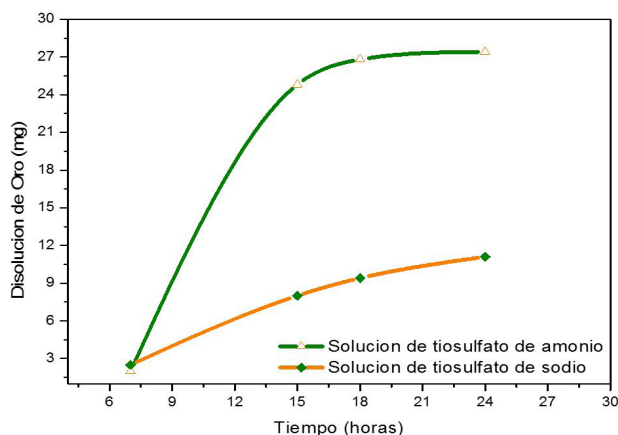


Figura 1. Disolución lámina de oro (99,99% de Au) en soluciones de tiosulfato de amonio y tiosulfato de sodio con amoníaco, cobre y EDTA a pH 10,2 con agitación por 24 horas a 500 rpm.

Ensayos de electrodeposición

Con la solución de concentración de oro conocida y preparada a partir de la lámina de oro, se realizaron ensayos de voltametría cíclica sobre electrodos de platino, para identificar los potenciales donde se da la reducción de oro (0,0014 M). En el voltamograma obtenido (Figura 2A) se observan los picos característicos de oxidación de $\text{Cu}^0/\text{Cu}^{1+}$ y $\text{Cu}^{1+}/\text{Cu}^{2+}$ y los de reducción de $\text{Cu}^{2+}/\text{Cu}^{1+}$ y $\text{Cu}^{1+}/\text{Cu}^0$; estas respuestas (picos de oxidación y reducción) se definieron e identificaron previamente en ensayos electroquímicos con el electrolito lixivante sin disolución de oro (0,2 M $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$; 0,6 M NH_3 ; 0,05 Cu (II) y 0,025M EDTA). Ahora, cuando en la solución lixivante hay oro disuelto, en el voltamograma obtenido (Figura 2B), aparecen tres nuevos picos en la dirección catódica de la voltametría cíclica, los cuales se asocian a la reducción de oro (Au). Para comprobar esta teoría, se toman los valores de los nuevos picos observados a potenciales E vs Ag/AgCl = -0,241 V, -0,343 V y -0,376 V y se aplican potenciales de reducción constante sobre un electrodo de platino.

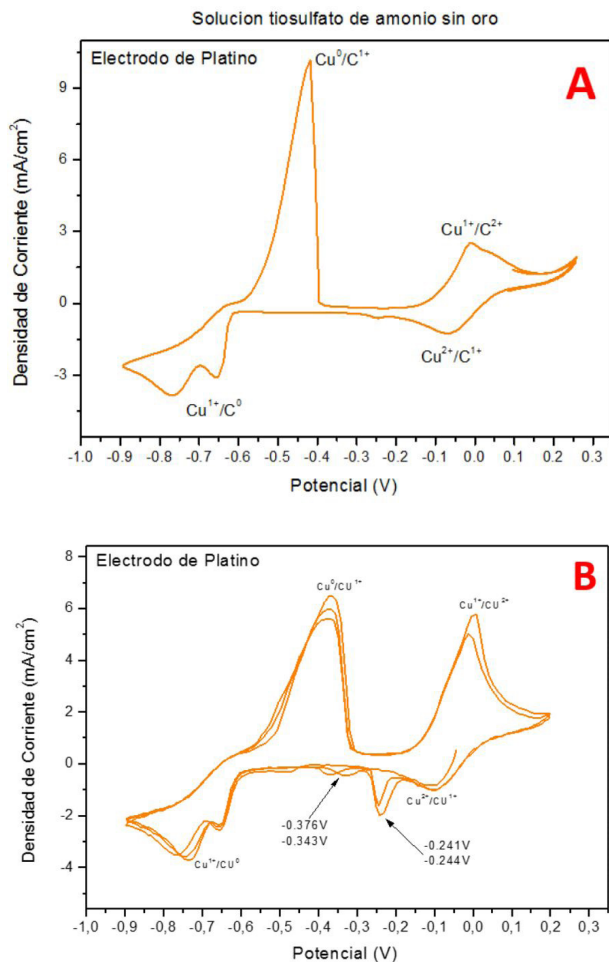


Figura 2. Voltametría cíclica con barrido de potencial en dirección negativa a 10 mV/s sobre electrodo de platino en solución de: A) 0,2 M $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$; 0,6 M NH_3 ; 0,05 Cu (II); 0,025M EDTA y B) 0,2 M $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$; 0,6 M NH_3 ; 0,05 Cu (II); 0,025M EDTA + 0,0014 M de Au. E vs Ag/AgCl.

Ensayos de Lixiviación del mineral aurífero

En la Tabla 1 se presentan los resultados de lixiviación. En los ensayos A y B con tenor de oro de 59,0g/ton y con un pretratamiento de oxidación del mineral, se obtuvieron disoluciones de oro del 51,91% y 81,57%. Además, el ensayo B (con aire), presentó mayor disolución de oro, durante el pretratamiento de oxidación del mineral. Estos resultados muestran mayor disolución de oro cuando se realiza un pretratamiento de oxidación (en hidróxido de amonio con burbujeo de aire) del mineral antes del lixiviado con la solución de tiosulfato, cobre (II), amoníaco y EDTA.

Tabla 1. Disolución de oro de minerales refractarios. Lixiviación durante 24 horas con agitación mecánica (250 rpm). PTO: Pretratamiento de oxidación en hidróxido de amonio; PTO+A: Pretratamiento de oxidación en hidróxido de amonio + aire.

Ensayo	Condición	Tenor	Recuperado	% de Oro
			(mg/L)	en Solución
A	Con PTO	59,0 gAu/ton de mineral	18,48	51,91 %
B	Con PTO +A		29,04	81,57 %

Fuente: Autores

Caracterización mineralógica inicial

Mediante las técnicas de conteo manual de puntos y TDI, para la muestra M3 (sin proceso de lixiviación), se identificaron las fases minerales pirita 58% (Py/FeS₂), galena 15% (Gn/PbS), esfalerita 3% (Sp/ZnS), calcopirita 2% (Cpy/CuFeS₂), arsenopirita 2% (Aspy/FeAsS), oro libre ~1% (Au) y cuarzo 19% (Qz/SiO₂) (Figura 3, Tabla 2). Otras fases minerales, por su tamaño, forma, y cantidad se definieron por técnicas complementarias como SEM/EDS y DRX. Adicionalmente, se observaron cristales euhedrales y subhedrales de pirita, con formas cuadradas características de su cristalización isométrica (Figuras 3B y 4A). Las superficies observadas son lisas, algunas fracturadas y con contactos netos entre cristales. En algunas zonas se encuentran agregados fino-granulares con cristalización anhedral (Figura 3A).

Los cristales más grandes presentaron inclusiones de esfalerita con cristalización subhedral a anhedral, mayoritariamente, aunque también se presenta en forma euhedral en menor proporción. Los cristales de ganga se presentaron euhedrales, posiblemente cuarzo en su corte basal. Los granos de esfalerita presentaron inclusiones de calcopirita en forma de granos en zonas puntuales de la muestra y como inclusiones, a este tipo de esfalerita se le conoce como esfalerita disease (Figura 4D). Además, se observaron cristales homogéneos y poco masivos, sin fracturas, de arsenopirita en finas gotículas, debido al tamaño no se observó anisotropía marcada, el corte fue casi isométrico (Figura 3D). Algunos granos de esfalerita presentaron inclusiones de pequeños cristales de galena. La ganga se presentó en muy pocas cantidades. La galena presentó cristalización euhedral y subhedral, buen clivaje y pits triangulares característicos (Figura 4C). La galena estaba en contacto con pirita subhedral y anhedral, la cual se presentó también en inclusiones, muy fracturada y atravesada por venillas muy finas de galena en planos de clivaje. Los granos de galena se encontraron también en contacto con esfalerita y arsenopirita en pequeñas gotículas en la matriz de la esfalerita. El porcentaje estimado para este mineral es inferior al 5% del total de las fases presentes.

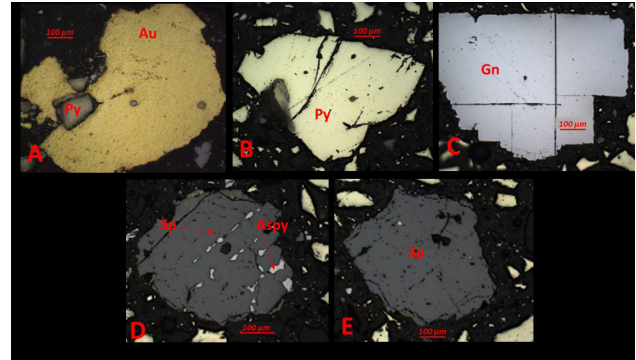


Figura 3. Muestra M3 (sin proceso de lixiviación): (A) Cristal de oro libre, (B) Cristal de pirita subhedral, (C) Cristal de galena con clivaje perfecto a 90°, (D) Cristales de arsenopirita como inclusiones en esfalerita, y (E) Cristal de esfalerita.

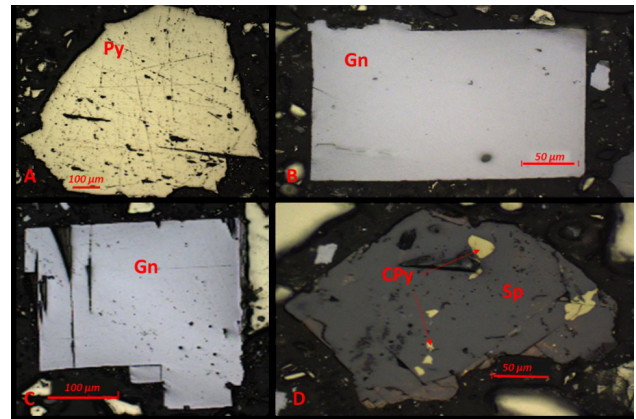


Figura 4. Muestra M3 (sin proceso de lixiviación): (A) Cristal de pirita subhedral con forma cuadrada característica de su cristalización isométrica, (B) Cristales de galena euhedral con forma cuadrada, (C) Cristal de galena con pits triangulares de clivaje, y (D) Cristal de esfalerita con inclusiones de calcopirita.

Microscopía electrónica de barrido (SEM-EDS)

El análisis de SEM en las muestras evidenció la presencia de cuarzo intercrecido con granos de esfalerita disease (con inclusiones de calcopirita) y pirita principalmente. Los análisis microquímicos con detector EDS mostraron la presencia de esfalerita con calcopirita en exsolución en forma de gotículas. En general los granos de esfalerita presentan sustitución del Zn por Fe, pero en una proporción no mayor al 6% en peso (Figura 5).

Tabla 2. Resultados de la caracterización por conteo de puntos manual y TDI.

Fases Minerales	Muestra M3			Muestra A			Muestra B		
	Conteo de puntos Manual (%)	Área (%)	Diámetro de Feret (μm)	Conteo de puntos Manual (%)	Área (%)	Diámetro de Feret (μm)	Conteo de puntos Manual (%)	Área (%)	Diámetro de Feret (μm)
FeS ₂	58	51,9	61,88±31	0	36	35,44±19	55	12,8	37,8±12
PbS	15	26,5	77,27±54	0	0	0	9	15,7	44,05±16
ZnS	3	8,4	76,69±47	5	24	57,31±38	0	0	0
Au	1	1,3	49,38±17	0	0	0	0	26,8	47,51±23
AsFeS	2	0	0	0	0	0	0	0	0
CuFeS	2	0	0	0	0	0	0	0	0
SiO ₂	19	11,9	57,86±32	30	40	62,49±36	0	44,7	55,49±32
TOTAL	100	100	-	100	100	-	100	100	-

Fuente: Autores

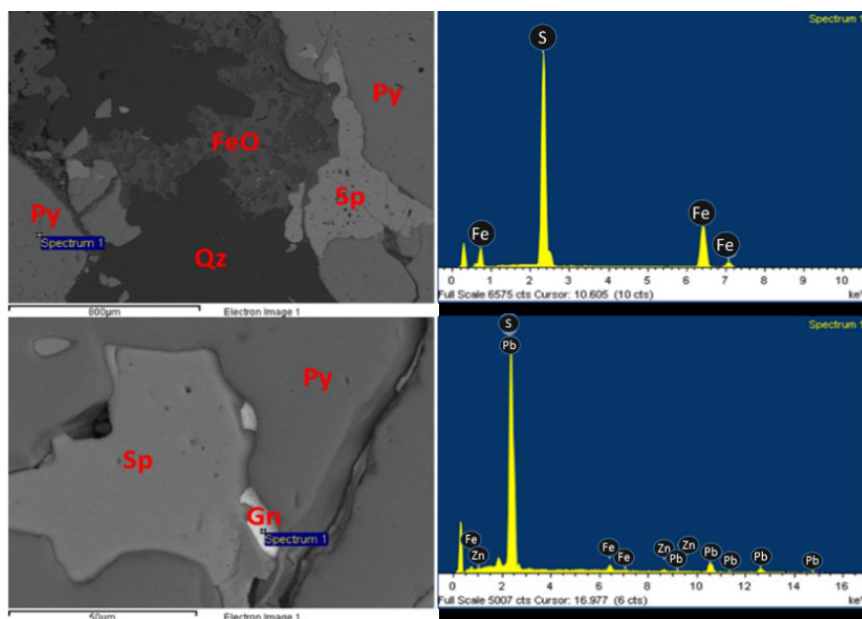


Figura 5. (superior), cristales de pirita (Py, S=42,89% y Fe=57,11%), cuarzo (Qz, Si=48,27% y O=49,27%), esfalerita (Sp, Fe=4,47%, Zn=64,96% y S=36,77%) y óxidos de hierro (FeO, Fe=53,52% y O=50,70%), (inferior), galena (Gn, Pb=78,25% y S=16,18%) intercrecido con cristales de esfalerita (Sp, Zn=56,44%, Fe=4,96% y S=38,50%).

Además, se observó intercrecimiento de feldespatos de aluminio, manganeso y magnesio. Se evidenció la presencia de minerales que no fue posible observar por otras técnicas de caracterización como óxidos de hierro (Figura 5) con algunas inclusiones de manganeso. Las proporciones en peso según los análisis microquímicos son O: 35,70%, Mn: 0,54 y Fe: 63,75%. Se encontraron granos de galena intercrecidos con granos de esfalerita, así como cristales bien definidos de arsenopirita incluidos dentro de la esfalerita (Figura 5).

Difracción de Rayos-X (DRX)

La técnica permitió identificar las fases cristalinas acompañantes de la pirita, así como sus abundancias relativas. Se identificaron pirita, galena, esfalerita, cuarzo, y trazas de un sulfuro de cadmio identificado como Greenockita (Figura 6).

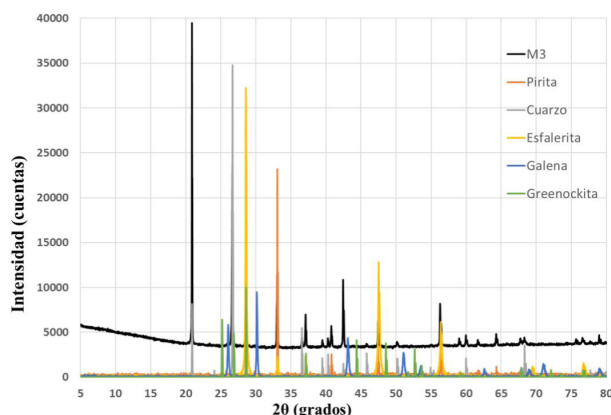


Figura 6. DRX donde se identificaron las reflexiones de la pirita, del cuarzo, la galena y la esfalerita.

Análisis granulométrico por TDI

Para determinar el tamaño de partícula se realizó un estudio de distribución granulométrica mediante TDI (Figura 7). Así como el análisis mecánico depende de la medición de la masa de las partículas, el TDI depende de la medición de parámetros morfológicos (área, longitud, ancho y diámetro equivalente) y del número de partículas. El estudio se realizó utilizando el diámetro de Feret de cada partícula arrojado por el software ImageJ, aunque este es algo difícil de determinar experimentalmente con precisión. El diámetro de Feret es determinado por las orientaciones aleatorias que pueden tomar las partículas. Además, tanto el diámetro Feret como el análisis mecánico se ven afectados por la variedad en el tipo de formas de las partículas (alargadas, planas, esféricas). Sin embargo, por medio de este análisis y factores de forma como la circularidad se puede ver reflejado el comportamiento de las partículas durante los procesos de oxidación y electrolixiviación, particularmente la conexión entre forma de partícula y correlación de propiedades.

Se logró determinar el tamaño de partícula más representativo y su comportamiento relacionado con los procesos de oxidación y disolución. Los resultados obtenidos se ven apoyados por la estadística determinando el diámetro promedio en una población de entre 400 y 5000 partículas.

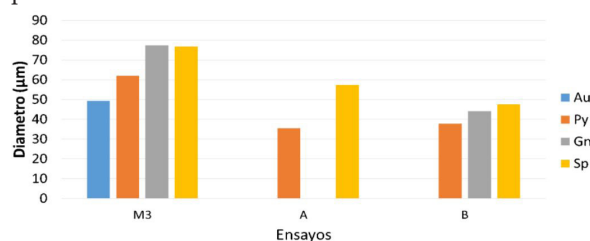


Figura 7. Comportamiento del diámetro de feret por cada fase mineral en las muestras analizadas.

Ensayo A

En las Figuras 8D-F, se observaron cristales de pirita con evidencia pobre de corrosión, aunque con una reducción visible de tamaño, además se estimaron acumulaciones de granos de pirita en nódulos de tamaños variables entre 300 y 500 μm aproximadamente, así como granos separados individualmente de tamaño aproximado de 40-80 μm. Con el TDI se determinó que esta muestra presentó muy poca corrosión, entre 1% y 4% de área corroída. Los granos de pirita presentaron color amarillo pálido sin anisotropía e inequigranulares, y por los procesos de disolución se observan anhedrales y subredondeados. Al igual que en los ensayos anteriores, se evidenció la disolución casi total de fases minerales acompañantes como arsenopirita, calcopirita y galena que representan cerca del 5% de la muestra y la presencia de algunos aluminosilicatos que representan el 30% de la muestra. También, se observó la presencia de precipitados de hierro y cobre como producto del proceso de lixiviación.

Ensayo B

El ensayo B mostró el mayor porcentaje de disolución de oro, 81,57%. Se observaron granos de pirita de color amarillo pálido con cristales inequigranulares ~40-75 μm. La cantidad y el tamaño de los poros generalizados y surcos de gran tamaño en algunos cristales aumentó en gran proporción, representando hasta un 36% de área corroída (Figura 8A-C). La pirita representa un 55% de la muestra.

Adicionalmente, se observan cristales de galena de color gris claro anhedrales igualmente con evidencias de corrosión y disolución, esta vez no limitándose a los planos de debilidad del mineral y poros de gran tamaño. Además, se encontró galena recubriendo cristales de pirita y en algunos casos con inclusiones de calcopirita y arsenopirita. La esfalerita se presenta en menor proporción en granos de color gris oscuro con cristales anhedrales e inequigranulares mostrando evidencias de corrosión al igual que en los cristales anteriores y con inclusiones de cristales de calcopirita. Se nota también la presencia de cristales de aluminosilicatos en gran proporción, aunque de menor tamaño en comparación con los ensayos anteriores, mostrando cristales de siderita (carbonato de hierro) lo que según Feng y van Deventer (2007) favorece el proceso de recuperación de oro, aumentando un 10% la concentración de este mineral. Este carbonato representa 20% de la muestra.

Por otra parte, mediante DRX (Figura 9) se evidenció la disminución relativa de las fases acompañantes de la pirita, incluso, disminuyendo la intensidad relativa de la pirita. Parte de la galena presente se dio por disolución de la pirita lo que permitió la salida del mineral. Además, el análisis de SEM (Figura 10) reveló la presencia de cuarzo intercrecido con granos de esfalerita disease y pirita

principalmente, estos ensayos están de acuerdo con los análisis de MOLPP. Con el fin de definir la composición química de los granos se realizó un análisis microquímico con detector EDS a cada uno de los granos, encontrando pirita, intercrecida con granos de cuarzo, y granos de galena intercrecidos con granos de esfalerita que presenta a su vez trazas de Cd.

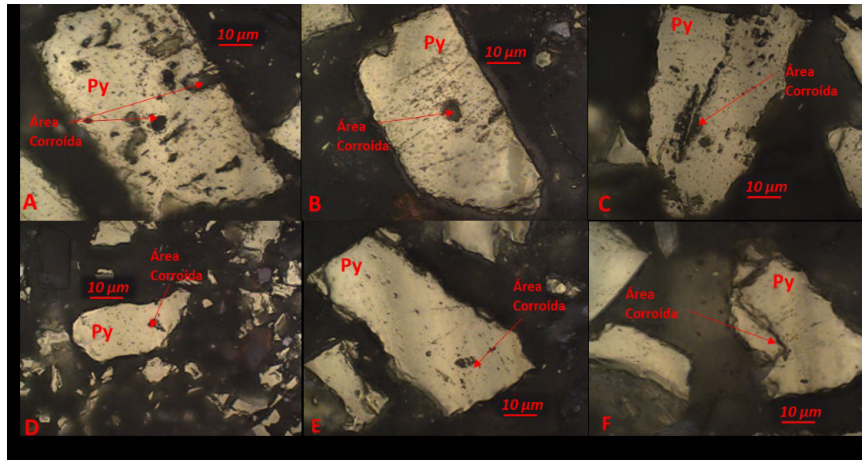


Figura 8. Panorama general a 100X: Ensayo A (D, E y F), Ensayo B (A, B y C).

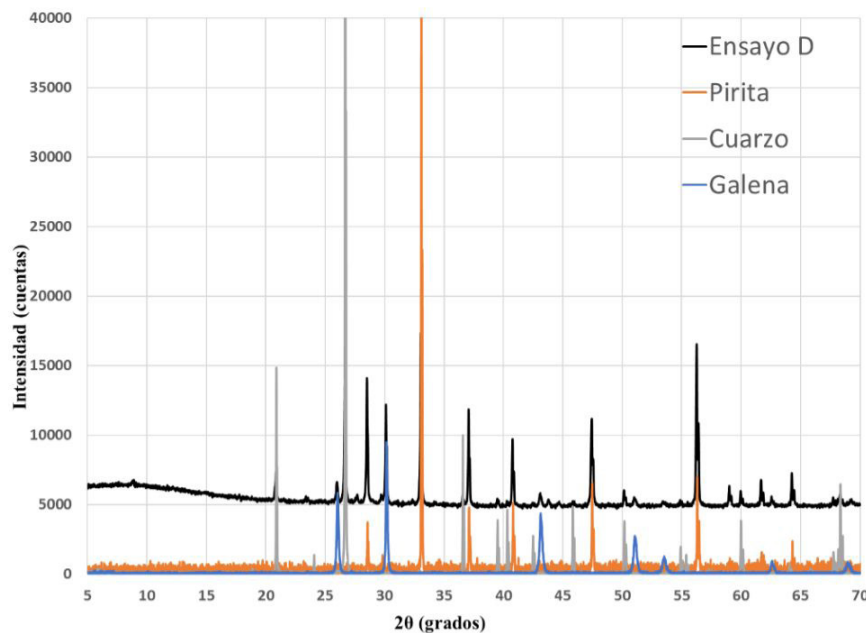


Figura 9. DRX donde se identificaron las reflexiones de las fases cristalinas posterior al proceso de oxidación y lixiviación predominando la pirita, galena y cuarzo.

Los resultados obtenidos están de acuerdo con lo encontrado por Feng y Van Deventer (2002) donde se reportó que la disolución en medios con tiosulfato se da en el siguiente orden: calcopirita > galena > pirrotina > esfalerita > arsenopirita > pirita. Lo cual puede deberse a la formación de pares galvánicos de los sulfuros en contacto, favoreciendo la disolución del sulfuro con menor potencial

de reposo. Por ejemplo, se ha reportado que la esfalerita en contacto con calcopirita favorece la disolución de la esfalerita y que la esfalerita en contacto con galena favorece la disolución de esta última (Mejía, Ospina, Márquez, & Morales, 2009; Urbano, Meléndez, Reyes, Veloz, González, 2007).

Por otra parte, siendo la pirita el mineral predominante en las muestras, la reducción en la disolución de oro en las soluciones amoniacales fue posiblemente la que catalizó la descomposición del tiosulfato en tetratiónato como lo encontrado por Feng y van Deventer (2006) en unión con la adición de sulfato en un sistema con pirita incrementa la

velocidad de disolución de oro. Pese a la disminución, se lograron recuperaciones de oro superiores al 80%. En este ensayo la disolución de los sulfuros acompañantes favorece la generación del sulfato en el medio, lo que permite la depresión de la pirita y la disolución de oro en el sistema lixivante.

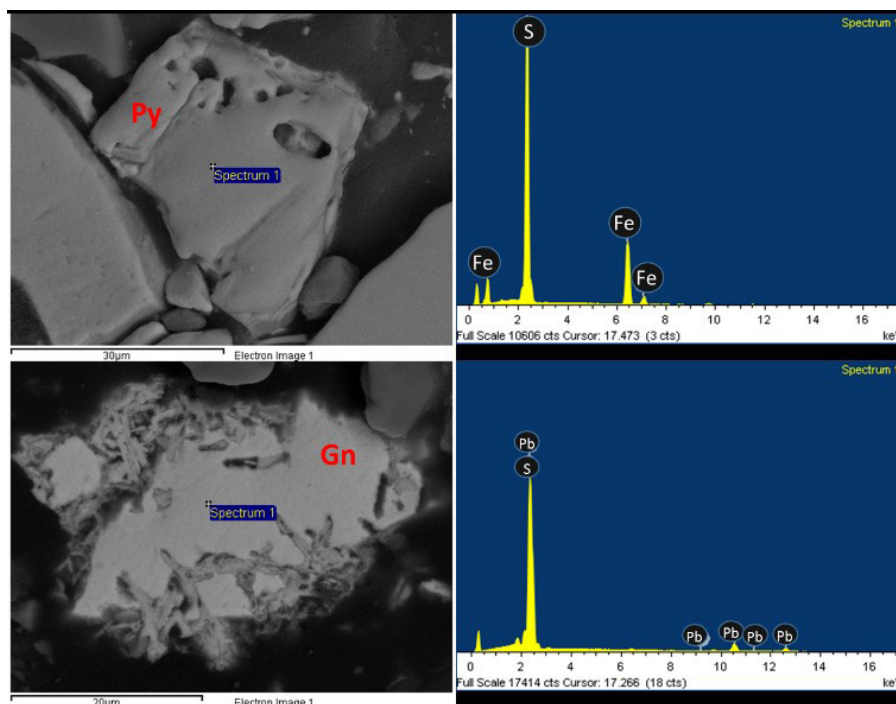


Figura 10. Imagen de SEM y EDX donde se muestra: (superior), un grano de pirita (Fe=44,27% y S=55,73%) (Espectro 1) con evidencia de poros y surcos de corrosión; (inferior), un grano de galena (Pb=86,66% y S=13,34%) (Espectro 1) con evidencia de corrosión predominante en los planos de debilidad del mineral (Clivaje).

La formación de hidróxidos de hierro ha sido reportada por Feng y van Deventer (2006, 2007a) como causante de la pasivación del proceso de disolución con tiosulfato debido a la formación de una capa superficial sobre los sulfuros y granos de oro que impiden su proceso de disolución, además de generar la descomposición del tiosulfato. Este efecto se ve más marcado en grandes concentraciones de hematita. En concordancia con esto, en los ensayos donde se observó mayor formación de óxidos de hierro la disolución de oro fue menor. Adicionalmente, la disolución de calcopirita de los concentrados minerales aumenta el contenido del ion Cu^{2+} en solución por lo que se debe controlar su concentración en los procesos de disolución con tiosulfato. Este ion si bien ha sido reportado por Breuer y Jeffrey (2000) y Senanayake (2004) como un catalizador del proceso, en grandes concentraciones puede precipitarse como sulfuros de cobre e inhibir el proceso de liberación de oro, debido a su formación en capas sobre la superficie de oro libre o del mineral a disolver (Feng & van Deventer, 2007c).

Se ha reportado además que concentrados de sulfuros con presencia de carbonatos y dióxidos de manganeso favorecen el proceso de lixiviación de oro con tiosulfato, sin embargo, una alta cantidad de estos genera un sobreconsumo de tiosulfato lo que podría encarecer el proceso y hacerlo inviable (Feng & van Deventer, 2007b). La caracterización mineralógica de los concentrados de sulfuros empleados mostró una baja concentración de estos minerales, lo cual pudo favorecer la disolución de oro.

Por otra parte, los DRX de las muestras antes y después del proceso mostraron una disminución en los picos característicos de los sulfuros presentes en el concentrado asociado a la disminución de estas fases, lo cual fue corroborado mediante microscopía óptica y SEM donde luego del proceso de lixiviación con tiosulfato se observó la disminución de calcopirita, arsenopirita, esfalerita, galena y las evidencias de corrosión en los granos de pirita. Esta alteración superficial en forma de poros, surcos y pits de corrosión luego del proceso de pretratamiento previa

lixiviación con tiosulfato facilita el acceso de la solución de tiosulfato al mineral y de este modo a las partículas de oro (Feng & van Deventer, 2010). Por otra parte, en todos los ensayos se observa la corrosión preferencial en zonas de fractura debido a la molienda o el clivaje. Esto está acorde con lo reportado por (Bennett & Tributsch, 1978; Urbano, Meléndez, Reyes, Veloz, González 2007), ya que estas zonas poseen un potencial más favorable o son más reactivas químicamente debido a que tienen una energía superficial más alta y se oxidan fácilmente.

Finalmente, algunos minerales, como los aluminosilicatos, presentes en el concentrado permanecieron inalterados lo que demuestra la refractariedad o inercia de estos en este tipo de procesos. Estos resultados están acordes con los reportados por (Mejía, Ospina, Márquez & Morales 2007).

Conclusiones

La caracterización mineralógica permitió definir los rangos de potenciales adecuados para la recuperación de oro, ya que la disolución de las diversas fases acompañantes varía con las corrientes requeridas para la electrolixiviación de oro. Así entonces, el proceso de disolución con tiosulfato, además del potencial, depende de la proporción mineralógica de la muestra inicial.

Ambas soluciones, tiosulfato de sodio y tiosulfato de amonio, disuelven el oro; sin embargo, la cinética de lixiviación del tiosulfato de amonio fue mayor, con lo cual se consiguen menores tiempos de disolución de oro para un proceso de lixiviación utilizando esta sal de tiosulfato.

Cuando en la solución lixivante hay oro disuelto, en el voltamograma aparecen tres nuevos picos en la dirección catódica de la voltametría cíclica, los cuales se asocian a la reducción de oro (Au).

En los ensayos A y B con tenor de oro de 59,0g/ton y con un pretratamiento de oxidación del mineral, se obtuvieron disoluciones de oro del 51,91% y 81,57%. Además, el ensayo B (con aire), presentó mayor disolución de oro, durante el pretratamiento de oxidación del mineral. Estos resultados muestran mayor disolución de oro cuando se realiza un pretratamiento de oxidación (en hidróxido de amonio con burbujeo de aire) del mineral antes del lixiviado con la solución de tiosulfato, cobre (II), amoniaco y EDTA.

La cantidad y el tamaño de los poros generalizados, y surcos de gran tamaño en algunos cristales aumento en gran proporción, representando hasta un 36% de área

corroída, como consecuencia del tratamiento de oxidación del mineral.

La técnica DRX evidenció la disminución relativa de las fases acompañantes de la pirita, incluso, disminuyendo la intensidad relativa de la pirita, y parte de la galena presente se dio por disolución de la pirita lo que permitió la salida del mineral. Esto corroborado mediante microscopía óptica y SEM donde luego del proceso de lixiviación con tiosulfato de amonio se observó la disminución de calcopirita, arsenopirita, esfalerita, galena y las evidencias de corrosión en los granos de pirita.

La formación de pares galvánicos entre los sulfuros en contacto, favorece la disolución del sulfuro con menor potencial de reposo mostrando resultados acordes a la literatura donde se reporta que la disolución en medios con tiosulfato se da en el siguiente orden calcopirita > galena > pirrotina > esfalerita > arsenopirita > pirita.

La caracterización mineralógica de los concentrados de sulfuros empleados mostró una baja concentración de estos minerales, lo cual pudo favorecer la disolución de oro.

La alteración superficial en forma de poros, surcos y pits de corrosión luego del proceso de pretratamiento previa lixiviación con tiosulfato, facilita el acceso de la solución de tiosulfato al mineral y de este modo a las partículas de oro. Por otra parte, en todos los ensayos se observa la corrosión preferencial en zonas de fractura debido a la molienda o el clivaje; ya que estas zonas poseen un potencial más favorable o son más reactivas químicamente debido a que tienen una energía superficial más alta y se oxidan fácilmente.

Algunos aluminosilicatos presentes en el concentrado permanecieron inalterados, lo cual revela la refractariedad o inercia de estos en este tipo de procesos.

El cobre es uno de los catalizadores más importantes en estos procesos, por ello es necesario realizar el seguimiento de los diversos minerales de cobre dentro de la muestra, antes y después del proceso, ya que grandes cantidades de cobre en solución podrían llevar a su precipitación como una fase amorfa e inhibir la lixiviación de oro.

La caracterización mineralógica por TDI permitió identificar y cuantificar diferentes fases minerales presentes en las muestras de manera mucho más eficiente y económica. Los resultados son favorecidos por la estadística al utilizar un número altamente mayor de micrografías y cristales. Se identificó la variación que presentaron las diferentes

muestras al ser sometidas al proceso de electrolixiviación. Se determinó un promedio del 49% disolución de fases como la galena, la pirita y la calcopirita. La pirita presentó en promedio un 8% de corrosión.

Con resultados previos obtenidos en los ensayos de lixiviación de una lámina de oro, se demuestra el poder lixiviante de la solución amoniacal de tiosulfato para disolver y complejar el oro. El pretratamiento de oxidación del mineral con solución de hidróxido de amonio, demostró un buen resultado evidenciándose puntos y surcos de corrosión en los diferentes granos observados mediante su reconstrucción con la técnica focus stacking. Además, con este tratamiento de oxidación se aumenta la disolución de oro en la solución lixiviante.

Las mejores condiciones para la lixiviación del mineral, con una liberación de oro del 51,91% y el 81,57%, se lograron con un pretratamiento del mineral en solución de hidróxido de amonio y cobre por 12 horas con burbujeo de aire, seguido por una lixiviación en solución de tiosulfato de amonio y EDTA a pH entre 10,2 y 10,3, por un periodo de 24 h con agitación mecánica a 250 rpm.

En los ensayos de electrodeposición a partir de una solución de oro conocido de tiosulfato de amonio, cobre, amoníaco, EDTA y oro, se encontraron los potenciales donde se presenta la reducción o recuperación del oro disuelto (E vs $Ag/AgCl = -343$ mV y -376 mV). Aunque en estos potenciales también se observa un codepósito de plata y cobre.

Agradecimientos

A los laboratorios de la Universidad de Antioquia CIDEMAT y Mineralurgia, a la Dirección Operativa de Investigación, DOI, de la Institución Universitaria Pascual Bravo por la financiación parcial de este trabajo, a los integrantes del semillero de investigación SIA y del Grupo de Investigación e Innovación Ambiental GIIAM, y muy especialmente a Empresas Públicas de Medellín por el soporte financiero.

Referencias

Abrantes, L. M., & Costa, M. C. (1996). Electro-oxidation as a pretreatment for gold recovery. *Hydrometallurgy*, 40(1-2), 99–110. [http://doi.org/10.1016/0304-386X\(94\)00077-G](http://doi.org/10.1016/0304-386X(94)00077-G)

Adams, M. D. (2005). Advances in Gold Ore Processing. *Developments in Mineral Processing*, 15, 994–1013. [http://doi.org/10.1016/S0167-4528\(05\)15041-8](http://doi.org/10.1016/S0167-4528(05)15041-8)

Amankwah, R. K., & Pickles, C. A. (2009). Microwave roasting of a carbonaceous sulphidic gold concentrate. *Minerals Engineering*, 22(13), 1095–1101. <http://doi.org/10.1016/j.mineng.2009.02.012>

ASTM. (2012). Standard Test Method for Microscopical Determination of the Maceral Composition of. *ASTM International*, D2799–11, 1–6.

Awe, S. A., & Sandstrom, K. (2010). Selective leaching of arsenic and antimony from a tetrahedrite rich complex sulphide concentrate using alkaline sulphide solution. *Minerals Engineering*, 23(15), 1227–1236. <http://doi.org/10.1016/j.mineng.2010.08.018>

Baláz, P., Achimovičová, M. (2006). Selective leaching of antimony and arsenic from mechanically activated tetrahedrite, jamesonite and enargite. *International Journal of Mineral Processing*, 81(1), 44–50. <http://doi.org/10.1016/j.minpro.2006.06.004>

Bennett, J. C., & Tributsch, H. (1978). Bacterial leaching patterns on pyrite crystal surfaces. *Journal of Bacteriology*, 134(1), 310–317.

Breuer, P. L., & Jeffrey, M. I. (2000). Thiosulfate leaching kinetics of gold in the presence of copper and ammonia. *Minerals Engineering*, 13(10), 1071–1081. [http://doi.org/10.1016/S0892-6875\(00\)00091-1](http://doi.org/10.1016/S0892-6875(00)00091-1)

Celep, O., Alp, I., & Deveci, H. (2011). Improved gold and silver extraction from a refractory antimony ore by pretreatment with alkaline sulphide leach. *Hydrometallurgy*, 105(3-4), 234–239. <http://doi.org/10.1016/j.hydromet.2010.10.005>

Celep, O., Alp, I., Paktune, D., & Thibault, Y. (2011). Implementation of sodium hydroxide pretreatment for refractory antimonial gold and silver ores. *Hydrometallurgy*, 108(1-2), 109–114. <http://doi.org/10.1016/j.hydromet.2011.03.005>

- Chen, T., Cabri, L., & Dutrizac, J. (2002). Characterizing gold in refractory sulfide gold ores and residues. *Jom*, 54(12)(December), 1–3. Retrieved from <http://link.springer.com/article/10.1007/BF02709181>
- Climo, M., Watling, H. R., & Van Bronswijk, W. (2000). Biooxidation as pretreatment for a telluride-rich refractory gold concentrate. *Minerals Engineering*, 13(12), 1219–1229. [http://doi.org/10.1016/S0892-6875\(00\)00106-0](http://doi.org/10.1016/S0892-6875(00)00106-0)
- Córdoba, E. M., Muñoz, J. A., Blázquez, M. L., González, F., & Ballester, A. (2008). Leaching of chalcopryrite with ferric ion. Part I: General aspects. *Hydrometallurgy*, 93(3-4), 81–87. <http://doi.org/10.1016/j.hydromet.2008.04.015>
- Corkhill, C. L., & Vaughan, D. J. (2009). Arsenopyrite oxidation - A review. *Applied Geochemistry*, 24(12), 2342–2361. <http://doi.org/10.1016/j.apgeochem.2009.09.008>
- Feng, D., & Van Deventer, J. S. J. (2002). Leaching behaviour of sulphides in ammoniacal thiosulphate systems. *Hydrometallurgy*, 63(2), 189–200. [http://doi.org/10.1016/S0304-386X\(01\)00225-0](http://doi.org/10.1016/S0304-386X(01)00225-0)
- Feng, D., & van Deventer, J. S. J. (2006). Ammoniacal thiosulphate leaching of gold in the presence of pyrite. *Hydrometallurgy*, 82(3-4), 126–132. <http://doi.org/10.1016/j.hydromet.2006.03.006>
- Feng, D., & van Deventer, J. S. J. (2007a). Effect of hematite on thiosulphate leaching of gold. *International Journal of Mineral Processing*, 82(3), 138–147. <http://doi.org/10.1016/j.minpro.2006.09.003>
- Feng, D., & van Deventer, J. S. J. (2007b). Interactions between sulphides and manganese dioxide in thiosulphate leaching of gold ores. *Minerals Engineering*, 20(6), 533–540. <http://doi.org/10.1016/j.mineng.2006.10.012>
- Feng, D., & van Deventer, J. S. J. (2007c). The effect of sulphur species on thiosulphate leaching of gold. *Miner. Eng*, 20, no. 3, 273–281.
- Feng, D., & van Deventer, J. S. J. (2010). Oxidative pretreatment in thiosulphate leaching of sulphide gold ores. *International Journal of Mineral Processing*, 94(1-2), 28–34. <http://doi.org/10.1016/j.minpro.2009.11.002>
- Gudyanga, F. P., Mahlangu, T., Roman, R. J., Mungoshi, J., & Mbeve, K. (1999). Acidic pressure oxidation pretreatment of refractory gold concentrates from the Kwekwe roasting plant, Zimbabwe. *Minerals Engineering*, 12(8), 863–875. [http://doi.org/10.1016/S0892-6875\(99\)00074-6](http://doi.org/10.1016/S0892-6875(99)00074-6)
- Hashemzadehfini, M., Ficeriová, J., Abkhoshk, E., & Shahraki, B. K. (2011). Effect of mechanical activation on thiosulfate leaching of gold from complex sulfide concentrate. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China (English Edition)*, 21(12), 2744–2751. [http://doi.org/10.1016/S1003-6326\(11\)61118-7](http://doi.org/10.1016/S1003-6326(11)61118-7)
- Iglesias, N., & Carranza, F. (1996). Treatment of a gold bearing arsenopyrite concentrate by ferric sulphate leaching. *Minerals Engineering*, 9(3), 317–330. [http://doi.org/10.1016/0892-6875\(96\)00016-7](http://doi.org/10.1016/0892-6875(96)00016-7)
- Klauber, C. (2008). A critical review of the surface chemistry of acidic ferric sulphate dissolution of chalcopryrite with regards to hindered dissolution. *International Journal of Mineral Processing*, 86(1-4), 1–17. <http://doi.org/10.1016/j.minpro.2007.09.003>
- Leng, F., Li, K., Zhang, X., Li, Y., Zhu, Y., Lu, J., & Li, H. (2009). Comparative study of inorganic arsenic resistance of several strains of *Acidithiobacillus thiooxidans* and *Acidithiobacillus ferrooxidans*. *Hydrometallurgy*, 98(3-4), 235–240. <http://doi.org/10.1016/j.hydromet.2009.05.004>
- Márquez G., M. A. (1999). *Mineralogia dos processos de oxidacao sobre pressao e bacteriana do minerio de ouro da mina Sao Bento, MG*. Tese de doutorado. Universidad de Brasilia.
- Márquez, M. (1995). *Caracterização mineralógica do minério, concentrado e rejeito da flotação da mina São Bento*. Universidade de Brasília. Instituto de Geociências.

- Marsden, J. O., & House, C. I. (2009). The chemistry of gold extraction. 2d ed. *Metallurgy and Exploration*, 42–44,111–126,161–177,191–193,233–263,297–333.
- Mejía, E. R., Ospina, J. D., Márquez, M. A., & Morales, A. L. (2007). Bioleaching of Galena (PbS). *Fourier Transform - Materials Analysis*, 191–206.
- Mejía, E. R., Ospina, J. D., Márquez, M. A., & Morales, A. L. (2009). Oxidation of chalcopyrite (CuFeS_2) by *Acidithiobacillus ferrooxidans* and a mixed culture of *Acidithiobacillus ferrooxidans* and *Acidithiobacillus thiooxidans* like bacterium in shake flasks. *Materials Research*, 73, 385–388. <http://doi.org/10.4028/www.scientific.net/AMR.71-73.385>
- Mesa Espitia, S. L., & Lapidus, G. T. (2015). Pretreatment of a refractory arsenopyritic gold ore using hydroxyl ion. *Hydrometallurgy*, 153, 106–113. <http://doi.org/10.1016/j.hydromet.2015.02.013>
- Muir, D., & Aylmore, M. (2005). Thiosulfate as an alternative lixiviant to cyanide for gold ores. *Dev. Miner. Process*, vol. 15, 541–60.
- Rohwerder, T., & Sand, W. (2003). The sulfane sulfur of persulfides is the actual substrate of the sulfur-oxidizing enzymes from *Acidithiobacillus* and *Acidiphilium* spp. *Microbiology*, 149(7), 1699–1709. <http://doi.org/10.1099/mic.0.26212-0>
- Senanayake, G. (2004). Analysis of reaction kinetics, speciation and mechanism of gold leaching and thiosulfate oxidation by ammoniacal copper(II) solutions. *Hydrometallurgy*, 75(1-4), 55–75. <http://doi.org/10.1016/j.hydromet.2004.06.004>
- Tongamp, W., Takasaki, Y., & Shibayama, A. (2009). Arsenic removal from copper ores and concentrates through alkaline leaching in NaHS media. *Hydrometallurgy*, 98(3-4), 213–218. <http://doi.org/10.1016/j.hydromet.2009.04.020>
- Urbano, G., Meléndez, A.M., Reyes, V.E., Veloz, M.A., & Gonzáles, I. (2007). Galvanic interactions between galena – sphalerite and their reactivity. *International Journal of Mineral Processing*, 82, 148–155. <http://doi.org/10.1016/j.minpro.2006.09.004>
- Zhang Senanayake, G. & Nicol, M.J., X. M. (2004). The kinetics of the dissolution of gold colloid in oxygenated ammoniacal thiosulphate solutions. *Hydrometallurgy*, 74, 243–257.
- Zhang, X.-M. (2008). The dissolution of gold colloids in aqueous thiosulfate solutions. *Murdoch University*, (August). Retrieved from <http://oatd.org/oatd/record?record={%}22oai:researchrepository.murdoch.edu.au:672{%}22>