

ESTUDIO DE LA RECUPERACIÓN DE Ag (I) DE UN CONCENTRADO DE SULFURO DE ZINC EN MEDIO $S_2O_3^{2-}-O_2$

Aislinn Michelle Teja-Ruiz, J. C. Juárez-Tapia, L. Hernández-Cruz, M. Reyes-Pérez, M. Pérez-Labra y F. Patiño-Cardona

Área Académica de Ciencias de la Tierra y Materiales, UAEH, Mineral de la Reforma, Hidalgo
ice9791@gmail.com

RESUMEN

En este trabajo se presenta el estudio de la lixiviación de Ag (I) con tiosulfato de sodio a partir de un concentrado de sulfuro de zinc. Las variables estudiadas fueron el efecto temperatura (298, 303, 313, 323 y 333 K) y efecto tamaño de partícula (-33, 33, 48, 53, 75, 106 micras) en el sistema $S_2O_3^{2-}-O_2$. Con el fin de conocer la composición elemental y las especies minerales presentes en el concentrado, se llevó a cabo la caracterización química y mineralógica del concentrado a través de las siguientes técnicas: Espectroscopía de emisión de plasma acoplada por inducción (ICP), Espectrofotometría de Absorción Atómica (EAA), Difracción de Rayos X (DRX), Microscopía Electrónica de Barrido - Espectroscopía por Dispersión de Energía de Rayos X (MEB-EDS) y Microscopía Óptica de Polarización (MOP). Se encontró que la fase mineralógica que contiene plata es $AgAsS_2$, misma que fue utilizada para realizar la simulación termodinámica en función del pH, con el uso del software HSC Chemistry 5.11 y mediante la construcción de un diagrama de Eh-pH a 298 K. La disolución experimental de Ag (I) se realizó utilizando una concentración de $S_2O_3^{2-}$ de 0.50 M, una presión parcial de oxígeno de 1 atm y una concentración de hidróxido de sodio de 0.1 M (pH = 9, Eh= 1.24 volts). Se examinó el efecto de la temperatura en la lixiviación del metal precioso y se obtuvo una disolución máxima de 97.42 % de Ag (I) en 6 horas a 333 K y a un tamaño de partícula de 75 micras. Para la disolución a diferentes tamaños de partícula, la máxima disolución de plata obtenida a temperatura ambiente fue 93 % en 6 horas a un diámetro de partícula de menos 33 micras.

Palabras Clave: disolución, plata, zinc, concentrado, tiosulfato.

ABSTRACT

This paper presents a study of leaching of Ag (I) with sodium thiosulfate from zinc sulfide concentrate. The variables studied were the effect of temperature (298, 303, 313, 323 and 333 K) and particle size effect (-33, 33, 48, 53, 75, 106 microns) in the $S_2O_3^{2-}-O_2$ system. In order to detect the elemental composition and the species present in the concentrate, it was conducted chemical and mineralogical characterization of concentrate through the following techniques: Inductively coupled plasma spectroscopy (ICP), Atomic Absorption Spectroscopy (AAS), X-Ray Diffraction (XRD), Scanning Electron Microscopy-Energy-dispersive X-ray spectroscopy (SEM-EDS) and Polarization

Optical Microscopy (POM). We found that the mineralogical phase containing silver is AgAsS_2 , same that was used to perform the thermodynamic simulation according to pH, using the software HSC Chemistry 5.11 and through the building of an Eh-pH diagram at 298 K. The experimental dissolution of Ag (I) was performed using a concentration of 0.50 M of $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$, a partial oxygen pressure of 1 atm and a concentration of sodium hydroxide 0.1 M (pH = 9, Eh = 1.24 volts). The effect of temperature on leaching of the precious metal was examined and a maximum dissolution of 97.42% of Ag (I) in 6 hours at 333 K and a particle size of 75 microns was examined. For the solution at different particle size, the maximum dissolution of silver at room temperature was 93% in 6 hours at a particle diameter of less than 33 microns.

Keywords: dissolution, silver, zinc, concentrate, thiosulfate.

1. INTRODUCCIÓN

Algunos de los problemas hidrometalúrgicos de mayor interés en la actualidad y que se muestran como áreas de oportunidad a nivel industrial y de investigación son la reducción de activos, el reciclaje de productos post-consumidor, la disminución de residuos mineros y la recuperación de metales provenientes de fuentes secundarias, lo cual involucra la extracción de los elementos contenidos en una mezcla compleja, por lo que es necesario el estudio minucioso de estos procesos [1]. El proceso de cianuración fue patentado en 1887 y desarrollado para su uso práctico en la recuperación de oro por McArthur y los hermanos de Forrester, desde entonces, la cianuración se ha utilizado como un proceso estándar en la extracción de oro y plata contenidos en minerales [2]. La función del ion CN^- en la lixiviación de estos metales es complejar los iones de oro o plata, generando una solución cargada que posteriormente se someterá a un proceso de precipitación. El uso de oxidantes como el oxígeno y el ozono han permitido aumentar las recuperaciones de dichos metales [3]. Sin embargo, aunque en el último siglo la cianuración ha representado un importante avance en las técnicas de recuperación [4] su uso se ve limitado para la disolución de metales que se encuentran refractados dentro de minerales sulfurosos y carbonosos, aumentando el costo de recuperación al requerir de tratamientos previos como trituración, tostación, bio-oxidación u oxidación a presión, operaciones que permiten al agente lixivante entrar en contacto con el metal de interés [5]. La necesidad de procesar minerales complejos de manera selectiva y los riesgos medioambientales asociados a la utilización de cianuro para la disolución de metales preciosos ha impulsado la investigación y desarrollo de nuevos agentes lixiviantes [3]. Entre las alternativas de lixiviación resaltan el uso de tiourea y tiosulfato, que logran brindar los mismos beneficios del cianuro, pero con un nivel de toxicidad menor [6,7]. En comparación con la tiourea, estudios sugieren al tiosulfato como el mejor sustituto del cianuro debido a que permite una lixiviación selectiva, es menos tóxico y medio ambientalmente menos dañino [8], sin embargo, tratando de incrementar el grado de disolución de los metales y disminuir los tiempos de reacción se ha estudiado el uso de aditivos como el ácido etilendiaminotetraacético férrico (EDTA-Fe) y iones metálicos como Cu y Zn [9]. Alguno de los factores que limitan la implantación a gran escala de la lixiviación con tiosulfatos, es el gran consumo de este reactivo que se oxida en presencia de iones cúpricos, disminuyendo las recuperaciones de los metales de interés [10]. Como respuesta a esta problemática, se han realizado estudios sobre la utilización de EDTA demostrando que pequeñas cantidades de este aditivo aceleran la lixiviación de plata de manera eficiente debido a un incremento

en el potencial de oxidación en la solución. También se observó que un aumento en la concentración del EDTA promueve la disolución de plata evitando la formación de sulfuros y óxidos de cobre [11]. Así mismo, investigaciones sobre el uso de tiosulfato abordan la importancia de la temperatura en la disolución de metales, reportando disoluciones máximas de 60% de Au en un tiempo de reacción de 180 minutos al aumentar la temperatura a 333 K en un sistema con tiosulfatos favorecido por la presencia de iones de Cu [12]. Otro estudio determinó que en un proceso de lixiviación con $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ se logran recuperaciones de 72.57% de plata contenida en escombreras a una temperatura de 323 K en 480 minutos [13]. En 2012, se realizó la lixiviación de plata contenida en jales minerales en medio $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}\text{-O}_2\text{-Zn}^{2+}$, reportando que en los rangos estudiados de concentración de tiosulfato, iones de zinc y una temperatura de 318 K, se alcanzan disoluciones del 97% del metal precioso, observando también que la presencia del ion Zn^{2+} , favorece la oxidación de plata reduciendo los tiempos de lixiviación [14]. Sin embargo, existen otros factores que influyen en la velocidad de disolución como lo es el tamaño de partícula. A nivel industrial el tamaño de partícula al que debe acotarse el mineral depende fundamentalmente del grado de liberación necesario y del diámetro requerido en la operación, debido a lo anterior es importante conocer la distribución de los metales en el mineral con el fin de alcanzar las máximas recuperaciones [15]. El objetivo de este trabajo es analizar el efecto de la temperatura y del tamaño de partícula en la recuperación de Ag (I) contenida en un concentrado de zinc mediante la lixiviación con $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}\text{-O}_2$ para determinar la influencia de ambos factores en la velocidad de reacción.

2. PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL

Para la realización de este estudio se seleccionó un concentrado de zinc proveniente del distrito minero de Zimapán, Hidalgo donde los minerales sulfurosos son abundantes y complejos. Elementos como el As, Sb, Se, Zn, Cu, Pb, Cd, Bi y Mn destacan por sus concentraciones [16]. Previo a las pruebas experimentales, el concentrado mineral de zinc se secó, homogenizó y cuarteó con la finalidad de sacar una muestra representativa del todo uno. La identificación y cuantificación de los elementos presentes en el concentrado de zinc se llevó a cabo mediante la técnica de Espectroscopia de Emisión de Plasma Acoplada por Inducción (ICP) usando un equipo marca Perkin Elmer modelo 8300 y la técnica de Espectrofotometría de Absorción Atómica (EAA) usando un espectrofotómetro marca Perkin Elmer-Analyst 200. Para conocer la morfología de la muestra e identificar las especies mineralógicas presentes en el concentrado se utilizaron las técnicas de Difracción de Rayos X (DRX), Microscopía Electrónica de Barrido - Espectroscopía por Dispersión de Energía de Rayos X (MEB-EDS) y Microscopía Óptica de Polarización (MOP). Los equipos empleados para el estudio mineralógico fueron: difractómetro de rayos X marca INEL modelo EQUINOX 2000 con una radiación de Co-Ka1 (1.789010 Å), operación en 30 mA y 20 KV, voltaje de 220V y resolución de 0.095 FWHM; un microscopio electrónico marca JEOL modelo JSM 6300 con un voltaje de 30 KV y una profundidad de campo de 21 mm a diferentes magnificaciones con electrones secundarios y retrodispersados y un microscopio óptico de polarización marca Olympus modelo BH41. Las condiciones experimentales para la lixiviación de Ag (I) en el sistema $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}\text{-O}_2$ fueron determinadas a partir de la construcción de un diagrama de Pourbaix a temperatura ambiente haciendo uso del software HSC Chemistry 5.11, que permitió la simulación de un sistema con tres elementos metálicos y dos no metálicos, seleccionados con base a las especies identificadas por DRX. El procedimiento general para los experimentos de lixiviación fue la siguiente: 40 gL^{-1} de concentrado de Zn, velocidad de agitación de 700 min^{-1} , pH de 9 regulado con la adición de NaOH a 0.1 M, presión parcial de oxígeno de 1 atm, $[\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3] = 0.50$ M y un tiempo de reacción de 6 horas.

Para realizar la disolución de plata se usó un reactor de vidrio con capacidad de 500 mL sobre una parrilla de calentamiento marca Thermo Scientific Super Nuova equipada con agitación magnética, el oxígeno se inyectó a través de un difusor y se reguló por medio de un flujómetro. El estudio del efecto temperatura se realizó en el rango de 298, 303, 313, 323 y 333 K. Con el fin de conocer el efecto del tamaño de partícula sobre la velocidad de lixiviación de Ag, se realizaron una serie de experimentos variando únicamente el diámetro de partícula en el rango de mallas de 140, 200, 270, 325, 400 y -400. El monitoreo de la disolución de Ag (I) se realizó mediante la toma consecutiva de alícuotas de 10 mL a diferentes tiempos durante 360 min, mismas que posteriormente fueron analizadas por EAA.

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

En este apartado se presentan los resultados obtenidos de la caracterización del concentrado de Zn mediante los cuales se logró la construcción de un diagrama termodinámico. Este diagrama de Pourbaix permitió determinar el rango de pH al que es posible la obtención de plata en solución bajo las condiciones determinadas, para el estudio del efecto temperatura y tamaño de partícula en la lixiviación de Ag (I) en el sistema propuesto.

a) ESPECTROSCOPIA DE EMISIÓN DE PLASMA ACOPLADA POR INDUCCIÓN (ICP) - ESPECTROFOTOMETRÍA DE ABSORCIÓN ATÓMICA (EAA)

El análisis por ICP se realizó para las partículas retenidas en las mallas 200, 270 y 325 de la serie de Tyler, a través de esta metodología se determinó que la concentración de los elementos Cu, Zn, S, Fe, Ag, Pb, Mo y Sb en ambas mallas es homogénea, resaltando la concentración promedio de plata de 280 g ton⁻¹ como se observa en la figura 1.

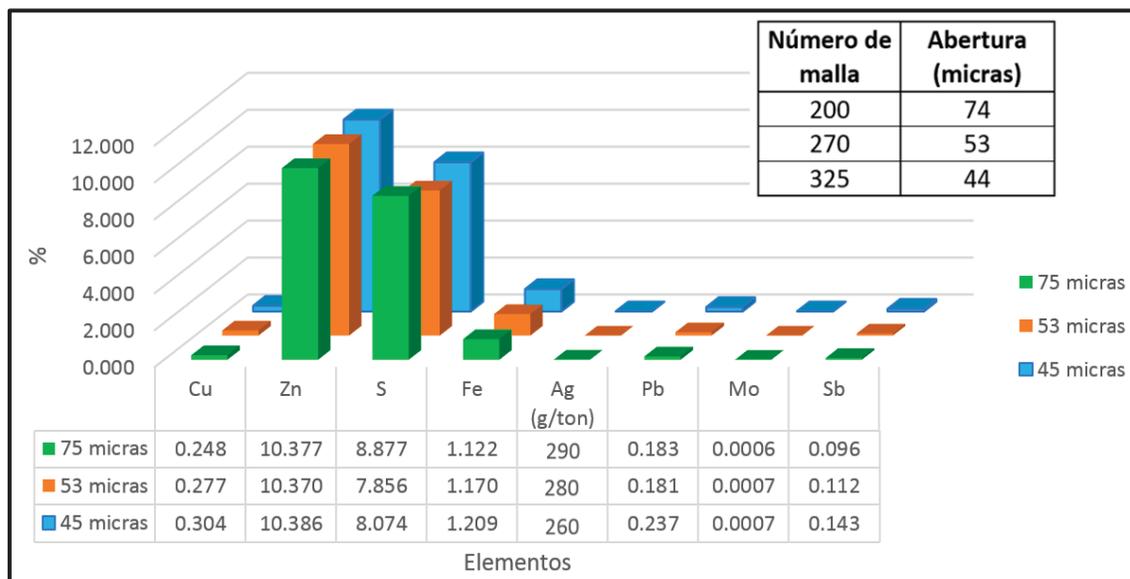


Figura 1. Composición química en porcentaje del concentrado de Zn a diferentes tamaños de partícula.

Así mismo, se analizó la plata contenida en una muestra todo uno y en los productos obtenidos del análisis granulométrico mediante Espectrofotometría de Absorción Atómica, como se presenta en la tabla 1.

Tabla 1. Contenido de plata por malla del concentrado de Zn.

Número de malla	Abertura (micras)	Peso retenido (g)	Porcentaje Retenido (%)	Ley de Ag (g ton ⁻¹)	% distribución Ag	Gramos de Ag por malla
140	105	37.24	7.45	219.00	6.93	16.31
200	74	133.62	26.72	255.00	28.96	68.15
270	53	64.12	12.82	253.00	13.79	32.44
325	44	50.94	10.19	228.00	9.87	23.23
400	37	17.50	3.50	214.00	3.18	7.49
-400	-37	196.58	39.32	223.00	37.26	87.67

La concentración del metal precioso en la muestra todo uno fue de 215 g ton⁻¹ mientras que en las diferentes mallas el contenido de Ag fue muy similar; sin embargo, la mayor distribución de plata se obtuvo en la malla 200 (74 micras) como se observa en la figura 2.

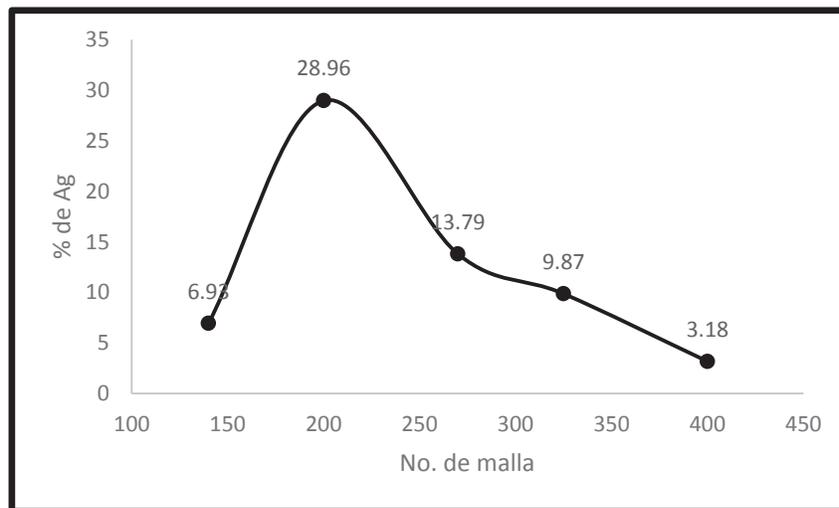


Figura 2. Distribución de Ag (%) con respecto al número de malla.

b) ANÁLISIS POR DIFRACCIÓN DE RAYOS X (DRX)

Para conocer las especies minerales presentes en el concentrado de zinc, se utilizó la técnica de difracción de rayos X de polvos. En la figura 3 se muestra el difractograma obtenido, en el cual se

aprecia que los espectros identificados fueron: ZnS (PDF: 00-391-363), $\text{CuFe}_9\text{S}_{16}$ (PDF: 00-270-165) y AgAsS_2 (PDF: 00-431-406), especies características de los depósitos mineros de Zimapán constituidas principalmente por sulfuros y sulfosales como galena (PbS), esfalerita (ZnS), pirita (FeS_2), calcopirita (CuFeS_2), arsenopirita (Cu_5FeS_4) y especies con contenidos de plata como la pirargirita (Ag_3SbS_3) y proustita (Ag_3AsS_3) [17].

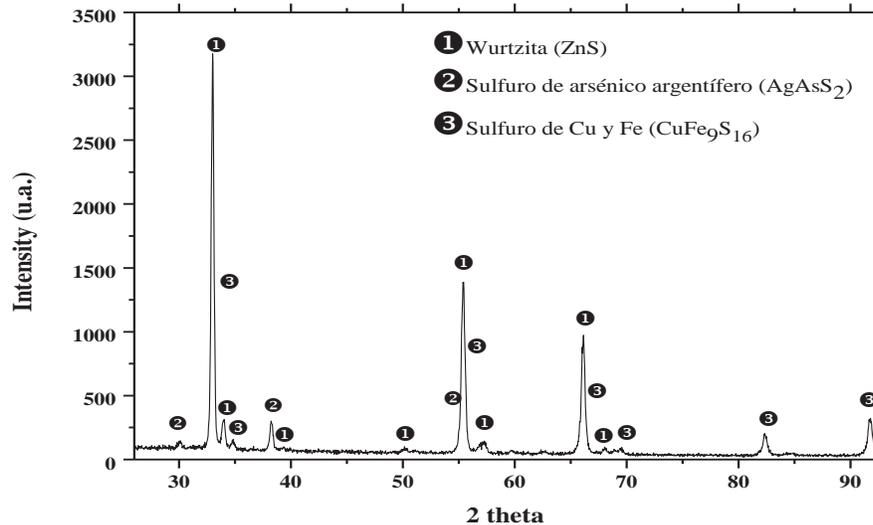


Figura 3. Difractograma de rayos X de los polvos del concentrado de Zn.

c) MEB-EDS Y MICROSCOPIA ÓPTICA DE POLARIZACIÓN (MOP)

La figura 4 obtenida con electrones secundarios revela que la morfología de las partículas es irregular y variable, presentando formas semiesféricas y poligonales con ángulos lisos. El espectro EDS (figura 4), muestra que los elementos presentes son consistentes con el contenido elemental obtenido en el análisis químico por ICP. El contenido de Si en el concentrado de Zn fue detectado por esta técnica, sin embargo, aunque este no fue identificado en el análisis químico, su contenido se registra en especies características del distrito minero como la andradita ($\text{Ca}_3\text{Fe}_2(\text{SiO}_4)_3$) [17].

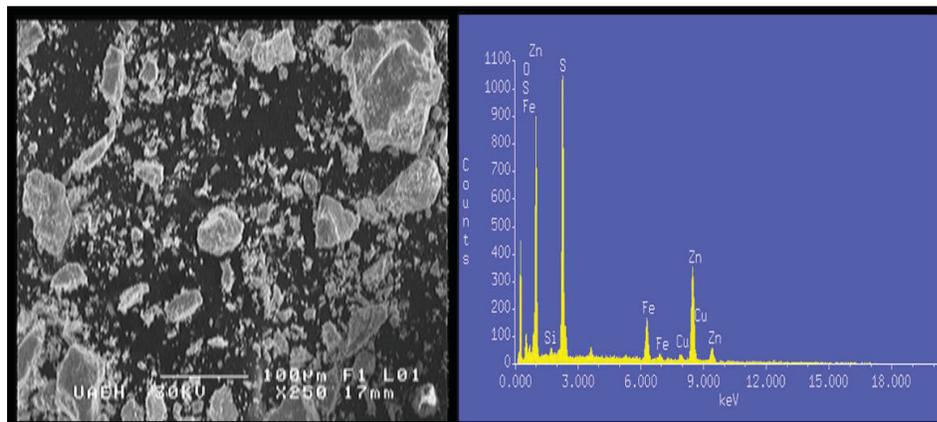


Figura 4. Micrografía del concentrado de Zn obtenida a 250 X muestra la morfología de las partículas y el análisis EDS.

Las micrografías de la figura 5 a y b fueron obtenidas con electrones retrodispersados y Microscopía Óptica de Polarización (MOP) respectivamente, se identificaron sulfuros de Fe, Cu, Pb y Zn lo cual está en concordancia con los resultados obtenido por DRX. La figura 5 c y d confirman la composición de los sulfuros metálicos característicos del yacimiento de donde proviene el concentrado que lo ubican como un depósito skarn proximal cálcico de tipo Pb-Zn-Ag [18].

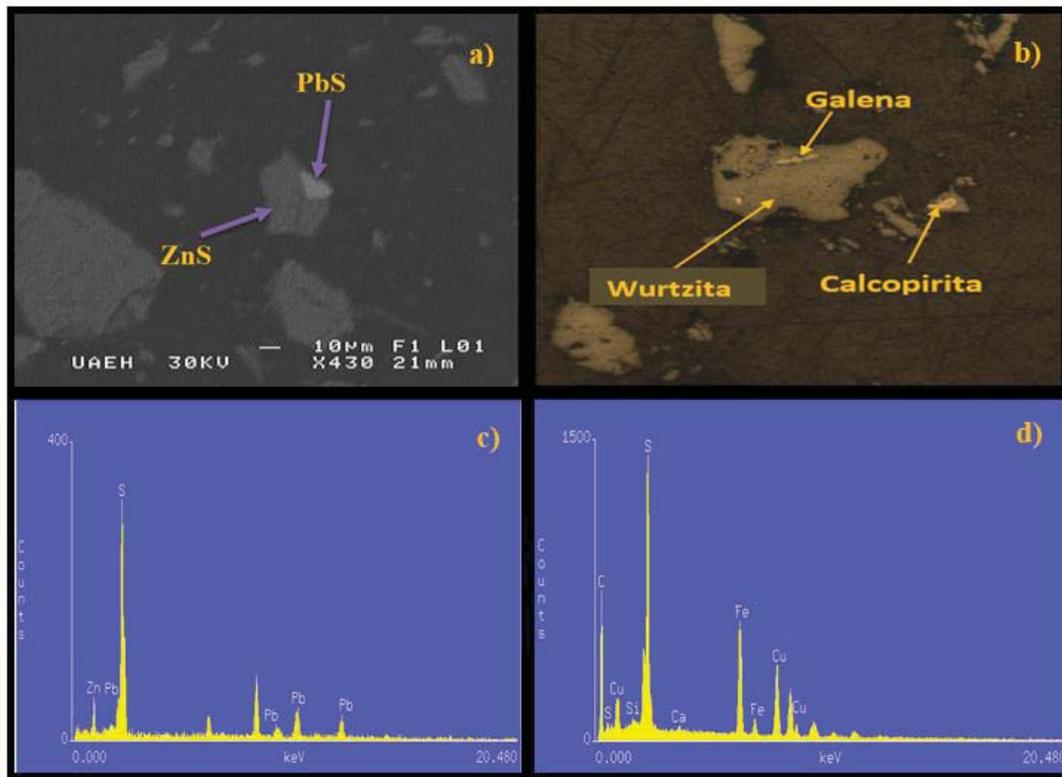


Figura 5. a) Micrografía obtenida con electrones retrodispersados a 430X. b) Micrografía óptica obtenida con nicóles cruzados a 10X. c) Espectro de energías dispersivas de Rayos X mostrando la presencia de S, Zn y Pb. d) Espectro de energías dispersivas de Rayos X mostrando la presencia de S, Cu, Fe, Si y Ca.

d) ESTUDIO TERMOQUÍMICO DE LA DISOLUCIÓN DE Ag (I)

De acuerdo con la especie mineral de plata identificada por DRX (AgAsS_2) y el agente complejante propuesto en el presente estudio, se realizó la simulación termoquímica de un sistema con 3 metales: Ag, As y Na; y dos no metales: S y O_2 mediante la construcción de un diagrama Eh-pH, el cual se muestra en la figura 6. En el diagrama se observa que en condiciones de $\text{pH}=9$ y en $\text{Eh}= 1.24$ se obtiene $\text{Ag}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$ en solución, especie correspondiente a la Ag (I) complejada con el agente lixiviante, confirmando así, que el rango de pH de disolución es amplio en comparación con el rango de potencial, en el cual, si se presenta una mínima variación se pueden obtener otras especies como Ag_3AsO_4 , Ag_2O_3 , H_3AsO_4 , AsO_4^{3-} y HAsO_4^{2-} . Estos datos permitieron diseñar el procedimiento experimental para la disolución de plata bajo las condiciones siguientes: $[\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3]= 0.50 \text{ M}$, $\text{pH}= 9$,

40 g L⁻¹ de concentrado de zinc, presión parcial de oxígeno de 1 atm, en un tiempo de reacción de 6 horas.

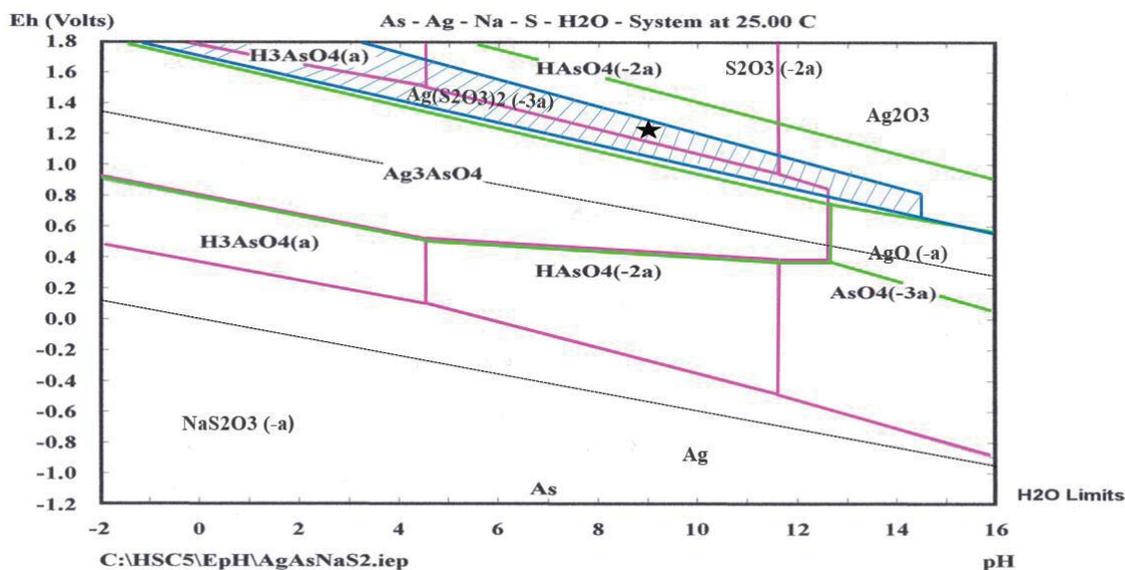


Figura 6. Diagrama eh-pH para el sistema Ag-As-Na-H₂O a 298.15 K

e) DISOLUCIÓN DE Ag (I) A DIFERENTES TEMPERATURAS

El estudio del efecto de la temperatura sobre la disolución de plata contenida en un concentrado de Zn, se observa en la figura 7a, en la gráfica se presentan los valores obtenidos en el rango de temperaturas estudiado, así como los tiempos de reacción correspondientes.

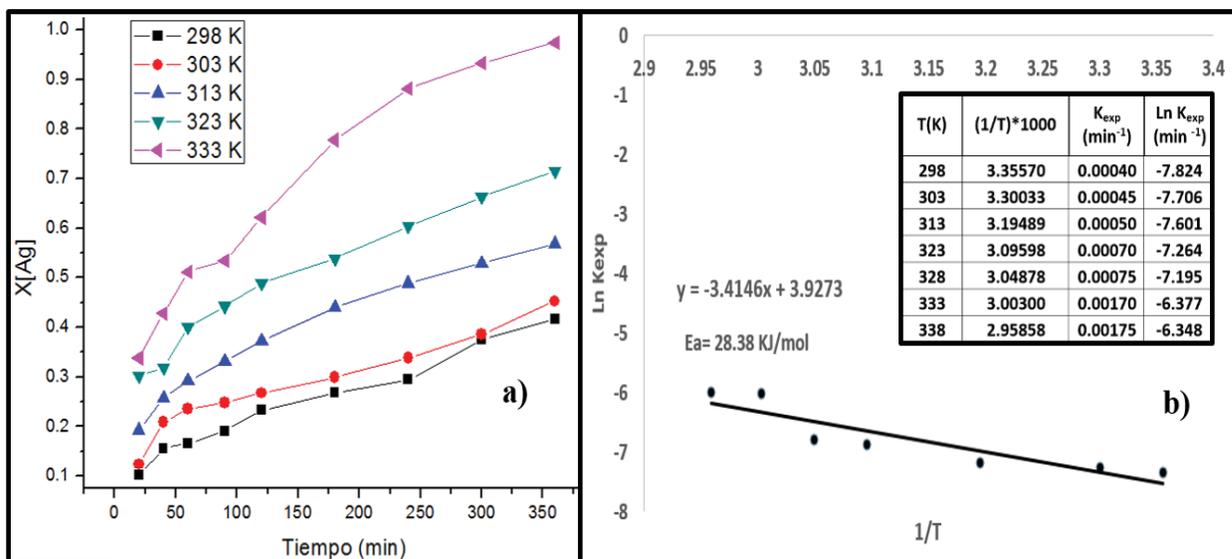


Figura 7. a) Representación gráfica del efecto temperatura a 298, 303, 313,323 y 333 K. b) Dependencia de K_{exp} en función de la temperatura. Energía de Activación=28.38 KJ.

Se observa que la temperatura favorece considerablemente la disolución de Ag ya que al pasar de 298 K a 333 K el porcentaje de disolución de Ag incrementa desde 42% hasta 97% para un tiempo de reacción de 360 min. La velocidad de lixiviación a las temperaturas de 298 K y 303 K se presenta de manera similar durante la disolución, sin embargo, en el rango de 313 a 333 K en los primeros 180 min la velocidad de reacción es más rápida al incrementar la temperatura, posterior a este tiempo las reacciones tienden al equilibrio.

Al graficar las constantes experimentales frente a la variación de la temperatura (figura 7b) se obtiene una pendiente negativa de -3.41, la cual al ser multiplicada por la constante de los gases permite calcular la energía de activación parcial del sistema a través la ecuación de Arrhenius, que para este caso fue establecida en 28.38 kJ mol⁻¹.

f) DISOLUCIÓN DE PLATA A DIFERENTES TAMAÑOS DE PARTÍCULA

El estudio del efecto del tamaño de partícula sobre la disolución de Ag (I) contenida en un concentrado de Zn muestra una recuperación máxima de 93% de plata a un tamaño acotado de -37 micras. Como puede observarse en la figura 8a, en relación con la malla 325 y 400, la línea correspondiente a la malla 270 presenta un comportamiento irregular, el cual puede atribuirse a una mayor concentración de Ag (I) contenida en este tamaño de partícula; por lo tanto se tiene mayor número de colisiones moleculares que favorecen la velocidad de reacción, alcanzando en las primeras dos horas el 50 % de Ag lixiviada.

En la figura 8b, se graficaron los valores correspondientes al inverso del diámetro de partícula y las constantes experimentales obtenidas de la fracción de plata lixiviada frente al tiempo, observándose que existe un incremento en la velocidad de disolución del metal al disminuir el tamaño de partícula que para un mismo tiempo de reacción.

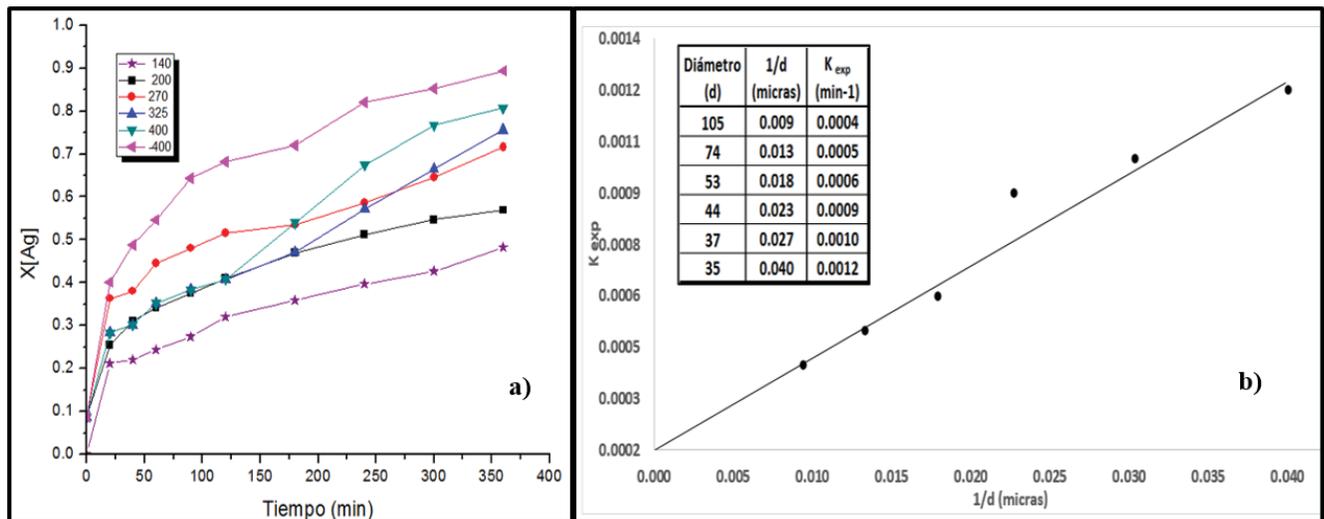


Figura 8. a) Representación gráfica del efecto tamaño de partícula. b) Dependencia de K_{exp} en función del inverso del diámetro de partículas.

4. CONCLUSIONES

La caracterización química del concentrado Zn revela la presencia de importantes concentraciones de plata obteniendo un promedio de 280 g Ag ton⁻¹. El microanálisis de EDS confirma la presencia de los elementos Cu, Zn, S, Fe y Pb, cuyas concentraciones fueron analizadas por medio de ICP. Las micrografías obtenidas a través de MEB permitieron la identificación de las especies wurtzita (ZnS) y calcopirita (CuFe₉S₁₆), cuyas reflexiones también se observaron en el difractograma de rayos X. Mediante el estudio termodinámico de la disolución de la especie AgAsS₂ en el sistema S₂O₃²⁻-O₂ se encontró que a pH=9 y eh= 1.24 se logra obtener Ag en solución a una temperatura de 298 K, debido a que a potenciales menores se generan especies como arseniatos y ácido arsénico. La disolución de plata realizada a las condiciones establecidas demostró que las altas temperaturas favorecen la lixiviación acelerada del metal precioso, cuyo sistema presenta una energía de activación parcial de 28.38 KJ, alcanzando recuperaciones máxima del 97% de Ag en 6 horas y a una temperatura de 333 K. Se comprobó que al disminuir el diámetro de partícula, el área superficial que entra en contacto con la solución lixivante aumenta, logrando una disolución eficiente del metal y alcanzado recuperaciones máximas de 93% al acotar el polvo del concentrado a 33 micras.

BIBLIOGRAFÍA

1. FLEMING C.A., MCMULLEN J., THOMAS K.C. and WELLS J.A. *Recent advances in the development of an alternative to the cyanidation process-based on thiosulfate leaching and resin in pulp*. Miner. Metall. Process. 2003, Vol. 20 (1), p. 1–9.
2. HARUNOBU ARIMA, TOYOHISA FUJITA and WAN-TAI YEN. *Using Nickel as a Catalyst in Ammonium Thiosulfate Leaching for Gold Extraction Materials Transactions*. 2004, Vol. 45, No. 2, p. 516- 525.
3. ZHANG S. *Oxidation of Refractory Gold Concentrates and Simultaneous Dissolution of Gold in Aerated Alkaline Solutions*. Ph. D. Thesis. Murdoch University Western Australia. 2004, p. 18.
4. ABBRUZZESE C., FORNARI P., MASSIDDA R., VEGLIÓ F. and UBALDINI S., *Thiosulphate leaching for gold hydrometallurgy*. Hydrometallurgy, 1995, No. 39, p. 265-276.
5. HERRERA M. N., ESCOBAR B., PARRA N., GONZALEZ C. and VARGAS T. *Minerals & Metallurgical Processing*. 1998, Vol. 15(2), p. 15–19.
6. LEWIS R. J. *Hazardous Chemicals Desk Reference*, 4th Edition, International Thomson Publishing Company, NY, 1997.
7. LUNA, R. M., LAPIDUS G. T. *Cyanidation Kinetics of Silver Sulfide*. Hidrometallurgy. 2000, Vol. 56, p. 171-188.
8. ARIMA H., FUJITA T. and YEN W. T. *SME Annual Meeting & Exhibit, Phoenix, AZ, preprint 02-39*; Minerals & Metallurgical Processing. 2003, Vol. 20(2), p. 81–92.
9. AYLMOORE M.G. and MUIR, D.M., *Thiosulfate leaching of gold. A review*”, Mineral Engineering. 2001, No. 14, p. 135-174.
10. ALONSO-GÓMEZ A. R. and LAPIDUS G.T., *Inhibition of lead solubilization during the leaching of gold and silver in ammoniacal thiosulfate solutions (effect of phosphate addition)*. Hydrometallurgy. 2009, Vol.99, p. 89-96.

11. PUENTE-SILLER D.M., FUENTES-ACEITUNO J.C. and NAVA-ALONSO F. *A kinetic–thermodynamic study of silver leaching in thiosulfate–copper–ammonia–EDTA solutions*. Hydrometallurgy. 2014, Vol. 149, p. 1–11.
12. GROSSE C.A., DICINOSKI G.W., SHAW M. J. and HADDAD P.R. *Leaching and recovery of gold using ammoniacal thiosulfate leach liquors*. Hydrometallurgy. 2003, Vol. 69, p. 1-21.
13. HERNÁNDEZ J., PATINO F., RIVERA I., REYES I.A., FLORES M.U., JUAREZ J.C., REYES M. *Leaching kinetics in cyanide media of Ag contained in the industrial mining–metallurgical wastes in the state of Hidalgo, Mexico*. International Journal of Mining Science and Technology. 2014, Vol. 24, p.689–694.
14. JUÁREZ J.C., RIVERA I., PATIÑO F., REYES. M.I., *Efecto de la temperatura y concentración de tiosulfatos sobre la velocidad de disolución de plata contenida en desechos mineros usando soluciones $S_2O_3^{2-}$ - O_2 - Zn^{2+}* . Información Tecnológica. 2012, Vol. 23(4), p. 133-138.
15. BALLESTER A., VERDEJA L. and SANCHO, J., *Metalurgia Extractiva Vol. II Procesos de Obtención*. Ed. Síntesis. 2000. Vol. 2, p. 42-49.
16. MORENO R.T., TÉLLEZ J. T. Y MONROY y FERNÁNDEZ M. G., *Influencia de los minerales de los jales en la bioaccesibilidad de arsénico, plomo, zinc y cadmio en el distrito minero Zimapán*. Revista internacional de Contaminación Ambiental. 2012, Vol. 28, p.203-218.
17. GEMMELL J.B. *Ore microscopy study of the Concordia NW block*. El monte mine, Zimapán district, México. Cía. Fresnillo. 1983, Vol. 16, p. 28.
18. MEINERT L.D., GROVES D., KEAYS R. and RAMSAY R. *Gold skarn deposits. Geology and exploration criteria*. Economic Geology. 1989, Vol. 6, p. 537-552.