

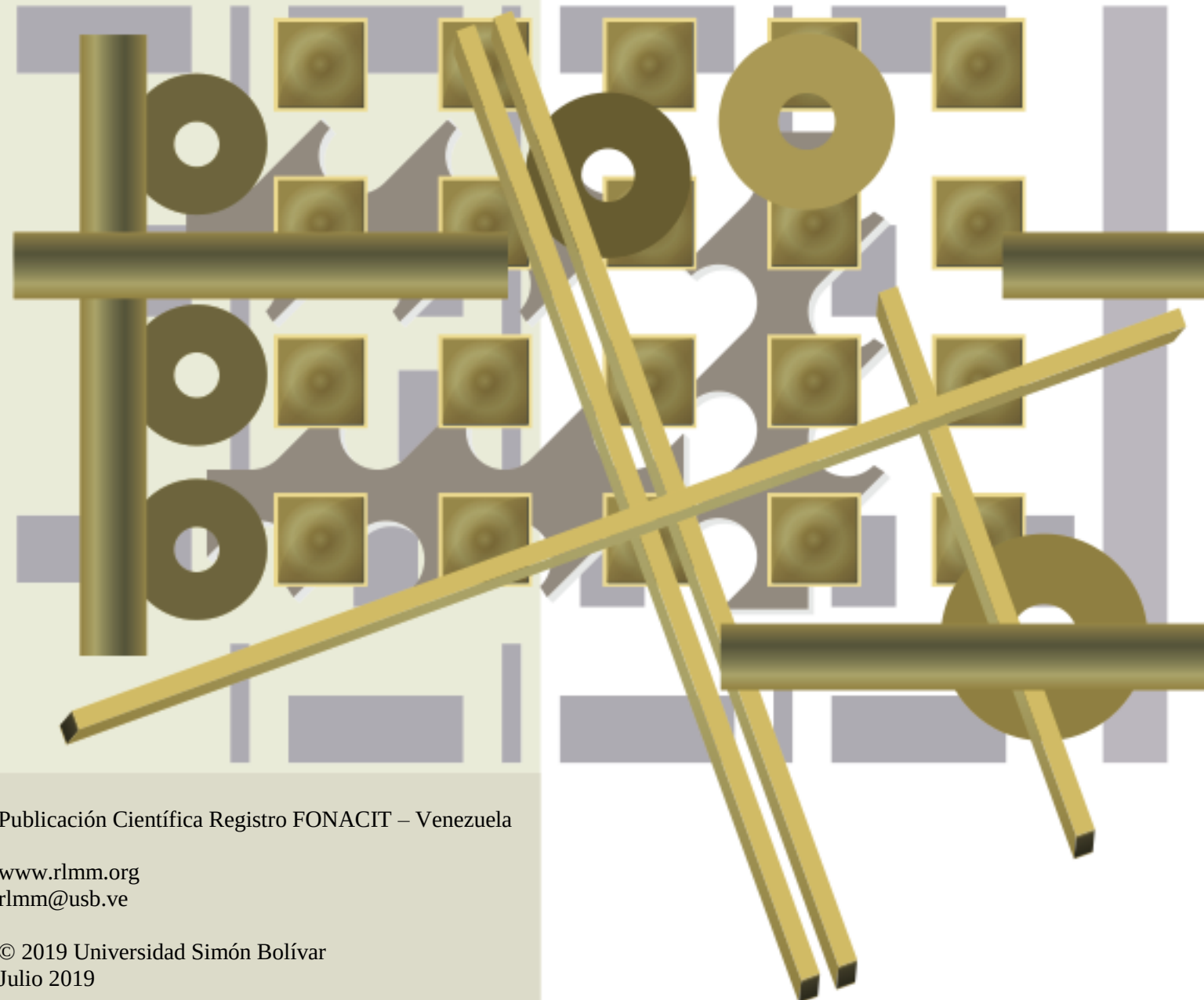


Revista Latinoamericana de Metalurgia y Materiales

Rev. LatinAm. Metal. Mater

Universidad Simón Bolívar
Caracas, Venezuela

Revista Latinoamericana de Metalurgia y Materiales - Vol. S8 No. 2 (p. 1-79)



Dirección (address): Dpto. de Ciencia de los Materiales. Universidad Simón Bolívar (USB). Edif. MEM, 2do Piso, Of. 207C. Sartenejas, Baruta - Miranda, Aptdo 89000. Caracas 1080-A. Venezuela.
Teléfonos (Phone numbers): Directo: 0058-212-9063387 y 3389, ext. 104; 0058-212-9063930 / 3931 Fax: 0058-212-9063388

Publicación Científica Registro FONACIT – Venezuela

www.rlmm.org
rlmm@usb.ve

© 2019 Universidad Simón Bolívar
Julio 2019

COMITÉ EDITORIAL | EDITORIAL BOARD

Editor en Jefe | Chief Editor

Dr. Alejandro J. Müller S.
Dpto. de Ciencia de los Materiales
Universidad Simón Bolívar
Caracas, Venezuela

Editores de Área | Area Editors

Caracterización de Materiales *Dr. Emilio Rayon Encinas*
(Materials Characterization) Universitat Politècnica de Valencia, España

Cerámicas *Dr. Mario Alberto Macías*
(Ceramics) Departamento de Química - Facultad de Ciencias – Universidad de los Andes, Colombia.
Dr. Norberto Labrador
Dpto. de Ciencia de los Materiales, Universidad Simón Bolívar, Caracas, Venezuela.

Metales *Dr. José Gregorio La Barbera*
(Metals) Escuela de Metalurgia, Universidad Central de Venezuela, Caracas, Venezuela.

Nuevos Materiales y Procesos *Dr. Pedro Delvasto*
(New Materials and Processes) Dpto. de Ciencia de los Materiales, Universidad Simón Bolívar, Caracas, Venezuela

Polímeros y Biomateriales *Dr. Sebastián Muñoz-Guerra*
(Polymers and Biomaterials) Dpto. de Ingeniería Química, Universidad Politècnica de Catalunya, Barcelona, España
Dr. Rose Mary Michell
Dpto. de Ciencia de los Materiales, Universidad Simón Bolívar, Caracas, Venezuela.
Dr. Arnaldo Lorenzo
The Dow Chemical Company, Freeport, Texas, USA

Caracterización de Materiales *Dr. Emilio Rayon Encinas*
(Materials Characterization) Instituto de Tecnología de Materiales Universitat Politècnica de València, España.

Asistente del Editor en Jefe | Chief Editor's Assistant

Dr. Arnaldo T. Lorenzo L. (Texas, USA)

Editor de Diagramación | Layout and Proofreading Editor

Dr. Carmen Pascente (Oregon, USA)

Consejo Directivo / Directive Council

Presidente: *Dr. Julio César Ohep*, UCV
Vice-presidente: *Ing. Carlos E. León-Sucre*, UCV
Secretario: *Prof. José G. La Barbera S.*, UCV
Tesorero: *Prof. Alejandro J. Müller*, USB

Colaboradores Especiales / Special Collaborators

Informática: *Dr. Arnaldo T. Lorenzo*
Administración: *Lic. Nubia Cáceres*, USB

Consejo Editorial | Editorial Board

Albano, Carmen (Venezuela)
Ballester P., Antonio (España)
Bencomo, Alfonso (Venezuela)
Carda C., Juan B. (España)
Codaro, Eduardo N. (Brasil)
Davim, J. Paulo (Portugal)
Delgado, Miguel (Venezuela)
Escobar G., Jairo A. (Colombia)
Gandini, Alessandro (Portugal)
Genesca L., Juan (México)

González, Felisa (España)
Hilders, Oswaldo (Venezuela)
Lira O., Joaquín (Venezuela)
López C., Francisco (Venezuela)
Manrique, Milton (Venezuela)
Manzano R., Alejandro (México)
Medina P., Jorge A. (Colombia)
Moreno P., Juan C. (Colombia)
Perilla P., Jairo E. (Colombia)
Puchi C., Eli Saúl (Venezuela)

Quintero, Omar (Venezuela)
Rincón, Jesús M. (España)
Rodríguez R., Juan M. (Perú)
Rojas de G., Blanca (Venezuela)
Sabino, Marcos (Venezuela)
Staia, Mariana H. (Venezuela)
Troconis de Rincón, O. (Venezuela)
Vélez, Mariano (USA)

Patrocinadores | Sponsors

FONDO NACIONAL DE CIENCIA, TECNOLOGÍA E INNOVACIÓN FONACIT - Caracas, Venezuela
UNIVERSIDAD SIMÓN BOLÍVAR (USB) - Caracas, Venezuela

Desde el año 2006, los números de la **Revista Latinoamericana de Metalurgia y Materiales (RLMM)** es editada y publicada directamente por la UNIVERSIDAD SIMÓN BOLÍVAR, USB (Caracas, Venezuela), siendo una publicación científica semestral de carácter internacional, registrada y reconocida por el FONDO NACIONAL DE CIENCIA, TECNOLOGÍA E INNOVACIÓN (FONACIT), institución adscrita al MINISTERIO DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA (MCT) de Venezuela, el cual la clasifica como publicación Tipo A de acuerdo a la Evaluación de Mérito 2007.

Depósito Legal No. PP198102DF784
ISSN 0255-6952 (Versión impresa) | ISSN 2244-7113 (Versión online)

Diseño de portada: Luis Müller

La **RLMM** se encuentra indexada en las siguientes bases de datos e índices bibliográficos:

Scopus, EBSCO, CSA Engineering Research Database (CSA / ASCE Civil Engineering Abstracts, Earthquake Engineering Abstracts, Mechanical & Transportation Engineering Abstracts); CSA High Technology Research Database with Aerospace (Aerospace & High Technology Database, Computer and Information Systems Abstracts, Electronics and Communications Abstracts, Solid State and Superconductivity Abstracts); CSA Materials Research Database with METADEX (Aluminium Industries Abstracts, Ceramic Abstracts / World Ceramic Abstracts, Copper Data Center Database, Corrosion Abstracts, Engineered Materials Abstracts -Advanced Polymer Abstracts, Composite Industry Abstracts, Engineered Materials Abstracts, Ceramics-, Materials Business File, Metals Abstracts/METADEX); Catálogo LATINDEX: Sistema Regional de Información en Línea para Revistas Científicas de América Latina, el Caribe, España y Portugal; PERIÓDICA: Índice de Revistas Latinoamericanas en Ciencias; REVENCYT: Índice y Biblioteca Electrónica de Revistas Venezolanas de Ciencia y Tecnología; y SCieLo Venezuela: Scientific Electronic Library Online.

Queda prohibida la reproducción total o parcial de todo material publicado en esta revista, aún citando su procedencia, sin autorización expresa de la RLMM.

CONTENIDO: Suplemento S8 Nro 2 (2019)
Área Metalurgia Extractiva

CONTENTS: Supplementary Articles S8 Nro 2 (2019)
Extractive Metallurgy Area

EDITORIAL

Rev. LatinAm. Metal. Mat. 2019, S8(2): 1-2

ARTÍCULOS SUPLEMENTO

ESTUDIO DE LAS MICAS TIPO MOSCOVITA PRESENTES EN EL DEPARTAMENTO VALLE FÉRTIL, SAN JUAN, ARGENTINA, PARA SU INSERCIÓN EN UN MERCADO COMPETITIVO
STUDY OF MICOS TYPE MOSCOVITA PRESENT IN THE DEPARTMENT VALLE FÉRTIL, SAN JUAN, ARGENTINA, FOR ITS INSERTION IN A COMPETITIVE MARKET

Graciela Castro, Andrea Diaz, Rocío Peñaloza, Eduardo Muñoz

Rev. LatinAm. Metal. Mat. 2019, S8(2): 3-7

FLOTACIÓN DE PIRITA CONTENIDA EN LOS RELAVES DE UNA PLANTA CONCENTRADORA DE COBRE DE LA REGIÓN DE ATACAMA

PYRITE FLOTATION CONTAINED IN THE TAILINGS OF A COPPER CONCENTRATOR PLANT OF THE ATACAMA REGION

Luis Valdrrama^{1}, Osvaldo Pavez, Mario Santander, Ana Rivera, Alexis Guzmán, Álvaro Soliz*

Rev. LatinAm. Metal. Mat. 2019, S8(2): 8-12

RECUPERACIÓN DE ORO DESDE SOLUCIONES DE TIOSULFATO AMONIAL MEDIANTE CEMENTACIÓN Y ELECTRODEPOSICIÓN

GOLD RECOVERY FROM AMMONIAL TENSULPHATE SOLUTIONS THROUGH CEMENTATION AND ELECTRODEPOSITION

María E. Caroprese, Roberto Meissl, Rodolfo Lara, Victor Quinzano

Rev. LatinAm. Metal. Mat. 2019, S8(2): 13-17

LIXIVIACIÓN DE CONCENTRADOS MOLIBDENO

LIXIVIATION OF MOLYBDENUM CONCENTRATES

Vanesa Bazan, Pablo Fernandez, Marcela Medina, Rodolfo Lara

Rev. LatinAm. Metal. Mat. 2019, S8(2): 18-22

LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN DE MATA DE COBRE EN MEDIO ÁCIDO-CLORURO BAJO CONDICIONES AMBIENTALES

LEACHING BY AGITATION OF COPPER MATTE IN ACID-CHLORIDE MEDIUM UNDER ENVIRONMENTAL CONDITIONS

Castillo J., Sepúlveda R, Seida F., Araya G., Guzmán D.

Rev. LatinAm. Metal. Mat. 2019, S8(2): 23-26

IMPLEMENTACIÓN DE UN SISTEMA DE CONTROL AUTOMÁTICO PARA LAS CELDAS COLUMNARES DE FLOTACIÓN EN SCM ATACAMA KOZAN

ENABLING OF AN AUTOMATIC CONTROL SYSTEM FOR COLUMNAR FLOTATION CELLS AT SCM ATACAMA KOZAN

Jorge Romero, José González, Marco Machuca, Rodrigo Salgado, José Fritis

Rev. LatinAm. Metal. Mat. 2019, S8(2): 27-31

MODELO TERMODINÁMICO DE CONVERTIDOR TENIENTE

THERMODYNAMIC MODEL OF TENIENTE CONVERTER

Castillo J., Infante S., Sepúlveda R.

Rev. LatinAm. Metal. Mat. **2019, S8(2):** 32-36

ESTUDIO DE LA CARBORREDUCCIÓN DE BRIQUETAS DE BARITINA Y CARBÓN STUDY OF THE CARBOTHERMIC REDUCTION OF BARITE AND COAL BRIQUETTES

Danny Guzmán, Marisela Navea, Mario Santander, Sebastián Carrizo, Bruno Zazzali, Paula Rojas

Rev. LatinAm. Metal. Mat. **2019, S8(2):** 37-41

INFLUENCIA DE LA MINERALOGÍA DE ALTERACIÓN EN EL COMPORTAMIENTO HIDRÁULICO Y MECÁNICO DEL MINERAL EN EL PROCESO DE HEAP LEACHING INFLUENCE OF ALTERATION MINERALOGY ON THE HYDRAULIC AND MECHANIC BEHAVIOUR OF THE ORE IN THE HEAP LEACHING PROCESS

Álvaro Marchan, Oscar Jerez

Rev. LatinAm. Metal. Mat. **2019, S8(2):** 42-46

LIXIVIACIÓN DE ORO DESDE CONCENTRADOS POLIMETÁLICOS DE ALTA Y BAJA LEY, UTILIZANDO TIOSULFATO EN MEDIO AMONICAL LEACHING OF GOLD FROM POLYMETHALIC CONCENTRATES OF HIGH AND LOW GRADE USING THIOSULFATE IN AMMONIACAL MEDIUM

Patricio Navarro, Daniel Espinoza, Cristian Varga

Rev. LatinAm. Metal. Mat. **2019, S8(2):** 47-51

MODELACIÓN DE UNA BURBUJA OXIDANTE EN LA ETAPA DE DESULFURIZACIÓN DE COBRE BLISTER MODELING OF A OXIDIZING BUBBLE IN THE BLISTER COPPER DESULFURIZATION STAGE

Jorge Manríquez, Cristián Vargas, Juan P. Droguett

Rev. LatinAm. Metal. Mat. **2019, S8(2):** 52-56

ESTUDIOS DEL COMPORTAMIENTO DE MINERALES SULFURADOS DE RENIO FRENTE AL USO DE TOSTACIONES CON REDUCCIONES CARBOTÉRMICAS STUDIES OF THE BEHAVIOR OF SULPHIDES MINERALS OF RHENIUM FRONT TO THE USE OF ROASTING WITH CARBOTHERMAL REDUCTION

Ivana Orozco, Vanesa Bazan, Elena Brandalez

Rev. LatinAm. Metal. Mat. **2019, S8(2):** 57-61

ESTUDIO DEL COMPORTAMIENTO DE AGENTES PRECIPITANTES DEL URANIO STUDY OF THE BEHAVIOR OF PRECIPITATING AGENTS OF URANIUM

Ivana Orozco, Santiago Avendaño, Andrea Díaz

Rev. LatinAm. Metal. Mat. **2019, S8(2):** 62-66

MEDICIÓN Y COMPARACIÓN DE LA DESCARGA DE MOLINO SAG DE LABORATORIO UTILIZANDO LEVANTADORES DE PULPA RADIALES Y CURVOS MEASUREMENT AND COMPARISON OF LABORATORY SAG MILL DISCHARGE USING RADIAL AND CURVED PULP LIFTERS

Ana M. Rivera, Luis Valderrma, Alexis Guzmán, Alvaro Soliz, Osvaldo Pavéz

Rev. LatinAm. Metal. Mat. **2019, S8(2):** 67-71

INSTRUCCIONES PARA EL AUTOR

Rev. LatinAm. Metal. Mat. **2019**, **S8(2)**: 72-77

INFORMACIÓN DE LA REVISTA

Rev. LatinAm. Metal. Mat. **2019**, **S8(2)**: 78-79

EDITORIAL

La serie de suplementos tiene por objetivo divulgar proceedings o memorias de eventos de interés en áreas relacionadas a la Ingeniería y Ciencia de los Materiales en Iberoamérica.

En esta oportunidad, el SUPLEMENTO contiene una selección de resúmenes de cuatro páginas de algunos trabajos seleccionados entre los presentados en el XVII Congreso Internacional de Metalurgia y Materiales CONAMET/SAM, realizada los días 18, 19 y 20 de octubre de 2017 en la ciudad de Copiapó, Región de Atacama, -Chile.

El CONAMET/SAM es un evento científico y tecnológico que se celebra cada año en Chile o Argentina, donde se divulgan los resultados de las principales investigaciones científicas y de desarrollo tecnológico realizadas en ambos países en el área de metalurgia extractiva.

Les invitamos a visitar nuestra página web:

www.rlmm.org

donde podrán encontrar la versión digital correspondiente a este SUPLEMENTO número 8 de la RLMM.

Prof. Alejandro J. Müller S.

Editor en Jefe

EDITORIAL INVITADO

El Departamento de Ingeniería en Metalurgia, perteneciente a la Facultad de Ingeniería de la Universidad de Atacama, la Sociedad Chilena de Materiales y la Sociedad Argentina de Materiales fueron los organizadores del XVII Congreso Internacional de Metalurgia y Materiales, CONAMET/SAM 2017, que se realizó exitosamente los días 18, 19 y 20 de octubre de 2017, en el Campus Paulino del Barrio de nuestra casa de estudios.

A este congreso, que reunió investigadores del área de Metalurgia Extractiva y Ciencias de Materiales, asistieron más de 200 participantes, entre investigadores, estudiantes de pre y postgrado, docentes y profesionales del mundo empresarial, provenientes principalmente de Brasil, Argentina, México, España y Chile. Específicamente en el área de Metalurgia Extractiva, se recibieron 42 resúmenes, que después de la evaluación preliminar por la Comisión editorial fueron aprobados 37 que se encuadraban en los temas del evento. Posteriormente fueron recibidos 37 artículos completos, que después de una criteriosa evaluación por los miembros de la Comisión editorial, fueron seleccionados los 37 trabajos para ser presentados oralmente y como poster. En este suplemento se recoge una selección de catorce de los mejores trabajos presentados en esta área.

Los anales del CONAMET/SAM 2017 de área de Metalurgia Extractiva reúne los artículos técnicos correspondientes a caracterización, flotación; tratamiento de efluentes y reciclaje; hidrometalurgia; modelamiento y simulación; separación sólido-líquido; métodos físicos de concentración; pirometalurgia; electrometalurgia; minerales industriales; control e instrumentación.

Además de los artículos, se realizaron nueve clases magistrales, cuyos expositores fueron el Dr. Miguel Blanco, Gerente General de Hitachi High Technologies, Canadá, el Dr. Luís Pérez de la Universidad de Sevilla- ICMSE, España, el PhD Igor A. S. Carvalho de Horiba Instruments Brasil, São Paulo, el Dr. Jorge Menacho, de Re Metallica Ingeniería Ltda., Chile, el PhD Mangalaraja Ramalinga Viswanathan, de la Universidad de Concepción, Chile, el Ing. Alejandro Rodríguez, de la Compañía de Acero del Pacífico, Chile, el Dr. Claudio Aguilar, de la Universidad Técnica Federico Santa María, Chile, el PhD. Pedro Cañete, de Moly-Cop Chile S.A. y el Ing. Hernán Santander de la Empresa Nacional De Minería, Chile,

Es importante destacar que el congreso CONAMET/SAM es una de las mayores conferencias iberoamericana sobre investigación, tecnología y aplicaciones de la Metalurgia Extractiva y Ciencias de Materiales, que tiene como objetivo reunir a la comunidad académica y empresarial para discutir lo último en investigación, desarrollo e innovación sobre nuevas tecnologías y sus aplicaciones. Es un escenario propicio para que los jóvenes estudiantes de pre y postgrado puedan relacionarse e intercambiar conocimientos junto a experimentados investigadores, así como para establecer redes de colaboración entre el mundo académico y empresarial.

El Comité Organizador del congreso CONAMET/SAM 2017, agradece el interés de los investigadores y sus grupos de estudios en el área de Metalurgia Extractiva, que se reflejó en la calidad de los trabajos presentados en este congreso. También es importante resaltar el apoyo recibido por parte de los patrocinadores, sin los cuales no hubiera podido llevarse a cabo el Evento, entre los que destaco Cía. Minera Doña Inés de Collahuasi SCM., Reich Chile, PerkinElmer, CIENTEC Instrumentos Científicos S.A. y Moly-Cop Chile. También deseamos reiterar nuestro sincero agradecimiento por el apoyo institucional recibido de la Universidad de Atacama, a través de su rector, Dr. Celso Arias Mora, lo cual permitió concretar este congreso y seguir fortaleciendo la investigación, divulgación y el desarrollo de la Metalurgia Extractiva. Finalmente, agradecemos al Comité Editorial de la Revista Latinoamericana de Metalurgia y Materiales (RLMM) por darnos la oportunidad de publicar esta selección de los once mejores trabajos científicos presentados durante el congreso.

Dr. Luis Valderrama C.

Secretaría Técnica Área Metalurgia Extractiva

ESTUDIO DE LAS MICAS TIPO MOSCOVITA PRESENTES EN EL DEPARTAMENTO VALLE FÉRTIL, SAN JUAN, ARGENTINA, PARA SU INSERCIÓN EN UN MERCADO COMPETITIVO

Graciela Castro^{1}, Andrea Diaz², Rocío Peñaloza², Eduardo Muñoz¹*

1: Instituto de Investigaciones Mineras, Facultad de Ingeniería, Universidad Nacional de San Juan, Argentina.

2: Departamento de Ingeniería de Minas, Facultad de Ingeniería, Universidad Nacional de San Juan, Argentina

e-mail: gracielaastro@unsj.edu.ar*RESUMEN**

En el Departamento Valle Fértil, Provincia de San Juan, Argentina, existe un gran potencial de mica tipo moscovita asociada a otros minerales de importancia económica como es el cuarzo y el feldespato ya que es la mineralización predominante en los yacimientos pegmatíticos. Argentina se encuentra entre los doce países productores de mica a nivel mundial. La moscovita es una de las variedades de mica, de mayor importancia en el mercado de pintura, plásticos, cerámica y cosmética. Se la utiliza como sustrato para la síntesis de pigmentos, aprovechando sus propiedades de blancura y brillo nacarado. Para ser comercializada con alto valor agregado debe ser molida por debajo de 50 μm y presentar un contenido de Fe por debajo de un 1%.

El objetivo de trabajo fue evaluar los productos de dos ensayos de molienda en molino de barras en diferentes condiciones de trabajo. Para obtener un material adecuado a la industria de pigmentos perolizados, con un D90 de 40 μm y con una morfología adecuada que evite la pérdida de flexibilidad y naturaleza de lubricación.

Los resultados encontrados a nivel laboratorio demuestran que las micas del Departamento Valle Fértil, son de calidad moscovita y realizando una molienda en molino de barras en húmedo durante 60 minutos, se logra un producto D90=35 μm , apto para la síntesis de pigmentos perolizados.

Palabras Claves: Pegmatitas, Molienda, Morfología, Pigmentos Perolizados.

STUDY OF MICOS TYPE MOSCOVITA PRESENT IN THE DEPARTMENT VALLE FÉRTIL, SAN JUAN, ARGENTINA, FOR ITS INSERTION IN A COMPETITIVE MARKET

ABSTRACT

In Valle Fertil Department, Province of San Juan, Argentina, there is a great potential of Muscovite-type mica associated with other minerals of economic importance such as quartz and feldspar since it is the predominant mineralization in pegmatitic deposits. Argentina is among the twelve countries that produce mica worldwide. The Muscovite is one of the varieties of mica, of greater importance in the market of plastics, ceramics and cosmetics. It is used as a substrate for the synthesis of pigments, taking advantage of its properties of whiteness and pearly luster. To be marketed with high added value it must be ground below 50 μm and present a Fe content below 1%.

The objective of the work was to evaluate the products of two grinding mill tests in different working conditions. To obtain a suitable material to the industry of pigments perolizados, with a D90 of 40 μm and with a suitable morphology that avoid the loss of flexibility and nature of lubrication.

The results found at the laboratory level show that the micas of the Valle Fertil Department are of Muscovite quality and milling in a wet bar mill for 60 minutes, achieving a D90 = 35 μm product, suitable for the synthesis of perolized pigments.

Keywords: Pegmatites, Grinding, Morphology, Perolized Pigments.

1. INTRODUCCIÓN

En la actualidad Argentina produjo 5000 t de mica entre los años 2015 y 2016, mientras que Brasil se mantuvo en 10.000 t. Ambos países se encuentran entre los doce productores del mundo catalogados de acuerdo a la USGS (2017) ^{[1],[2]}, como productores de mica scrap y flake con mayores reservas del mundo.

La moscovita, es una de las especies del grupo de las micas, de mayor valor en la industria debido a sus propiedades de blancura y brillo nacarado. Actualmente la moscovita se utiliza en forma micronizada, como materia prima del mercado de material de carga y pigmentos. Un ejemplo es su uso como sustrato para la síntesis de los pigmentos de brillo perlado, que se utilizan en la industria de plástico, cerámico y cosméticos. Para ser comercializada con alto valor agregado debe ser molida por debajo de 50 μm y presentar un contenido de Fe por debajo de un 1%. ^[3]

En la provincia de San Juan, el Departamento Valle Fértil, presenta un gran potencial de la mica tipo moscovita asociada a otros minerales de importancia económica como es el cuarzo y el feldespato ya que es la mineralización predominante en los yacimientos pegmatíticos ^{[4], [5],[6]}

Valle Fértil agrupa más de cincuenta pegmatitas ubicadas en una faja meridional de unos 30 km de longitud comprendida en el sector oriental de la Sierra homónima ^[7]. De acuerdo a Herrera et al, 1958 ^[8] distingue tres grupos pegmatíticos que de norte a sur se denominan Balilla, Aurora y Tinacria

Los depósitos en San Juan corresponden al tipo Moscovita las facies metamórficas de la roca hospedante son del tipo anfibolita superior (tipo barroviana), asociada o no a intrusiones graníticas. La mineralogía típica es: micas (moscovita), feldespatos, caolín y en menor proporción distintos minerales con participación de elementos como Li, Be, Y, REE, Ti, U, Th, Nb > Ta.

El sector de las pegmatitas de Valle Fértil está constituido por micro emprendimientos, que realizan la explotación del cuarzo, feldespato y mica en forma manual, con baja mecanización, dependiendo de un mercado interno. Este sector posee una escasa presencia en el mercado interno y nulo en un mercado externo.

En total existen 24 yacimientos de cuarzo, feldespato y mica y solo 11 son explotados. Los pocos yacimientos de mica (moscovita), que se registran en la zona de Valle Fértil, fueron explotados en forma deficiente, siguiendo pautas que fijaban las reglas de comercialización (grandes planchas).

El valor de la mica en escamas, microescamas y molida aumenta en la medida en que es transformada en un material más fino. El valor de la mica a menor a 45 μm (malla -325) procesada por vía húmeda mantiene su brillo, por lo que su valor aumenta en un 50 – 80% con respecto a la molida por vía seca. En estas condiciones es requerida en la industria de las pinturas y esmaltes. Además necesita de algunas características específicas como es una morfología redondeada y una granulometría menor a 50 μm , de acuerdo a lo reportado por Barros et al. (2005) ^[9].

Sin embargo, es sabido que algunos tipos de molinos (bola, barra y atricionador) pueden promover la reducción de tamaño de las partículas, pero también pueden producir otros efectos sobre silicatos laminares. Estos efectos incluyen amorfización (pérdida de la estructura cristalina), agregación o modificación de las propiedades superficiales, y aún pérdida de flexibilidad y de la naturaleza lubricante del mineral. De ahí la necesidad de uso de molinos especiales, además de mayor tiempo de molienda para la obtención de los productos deseados, resultando en productos de mayor valor agregado, debido a la especificidad de sus propiedades y al elevado costo de proceso ^[9].

El objetivo del presente trabajo fue evaluar los productos de dos ensayos de molienda en diferentes condiciones de trabajo. Para obtener un material adecuado a la industria de pigmentos perolizados, con un D90 menor a 40 μm y con una morfología adecuada que evite la pérdida de flexibilidad y naturaleza de lubricación.

2. PARTE EXPERIMENTAL

Se tomó una muestra representativa de la Cantera 02 de la quebrada de Potrerillo, del Departamento Valle Fértil. Luego se realizaron las siguientes caracterizaciones, para posteriormente plantear un esquema de trabajo para dar valor agregado al mineral en estudio.

Se identificaron las especies minerales presentes en la muestra de cabeza y en el análisis de tamaños de las diferentes clases granulométricas. La caracterización mineralógica se llevó a cabo por difracción de rayos X, en un difractómetro SHIMADZU, XRD 6100, a 30 kV, 40 mA, con radiación Cu, K α ; ($\lambda=1,540600$ Å) y Monocromador CM-3121. Para la interpretación de facies minerales, se empleó el software Match! 3, comparando el difractograma experimental con las distintas especies minerales insertas en la base de datos COD (Cristallography Open Database).

La caracterización química consistió en realizar determinaciones composicionales de SiO₂, Fe₂O₃, Al₂O₃. Se identificó la presencia de metales considerados impurezas, tales como Fe, Mn, Cr, Ti y otros metales presentes como K, Na, Mg y Ca, ya que éstos proporcionan cierta tonalidad indeseable al producto final, de las muestras en estudio. Esta caracterización se llevó a cabo con un equipo de Absorción Atómica con Plasma Inducido (ICP) Marca Perkin Elmer.

La muestra cabeza, con un tamaño promedio de 1", fue reducida en una trituradora primaria. Se realizó una separación granulométrica mecánica, utilizando una serie de tamices ASTM: #3½, #10, #20, #40, #70, #100, #150, #200, con vibrador SONY TEST.

Se realizaron dos ensayos de molienda primaria en húmedo (E1 y E2), para ambos ensayos, se utilizó un molino de barras, con una carga de barras de 11,240 Kg, una relación sólido – líquido del 60% y 50 r.p.m.

El primer ensayo denominado E1, consistió en una molienda en húmedo con molino de barras durante 60 minutos.

El segundo ensayo denominado E2, consistió en un atricionamiento de 40 minutos, con una relación sólido-líquido 70% y luego molienda en molino de barras durante 40 minutos.

El diámetro de corte de los productos de estos ensayos fue controlados en el equipo SEDIGRAPH III, el cual presenta un rango de medición de 300 a 0,1 μ m. Se determinó además la densidad absoluta con Picnómetro de Helio, MICROMERITICS. La morfología de los productos fue analizada por medio de técnicas de microscopía electrónica de barrido (SEM), en microscopio ZEISS.

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Los resultados encontrados a través del análisis mineralógico demuestran que las especies minerales de la muestra de cabeza identificada a través de DRX, son mayoritaria moscovita, flogopita, acompañadas en menor proporción con lepidolita, annite y phengite. Estados resultados se encuentran en la Figura 1.

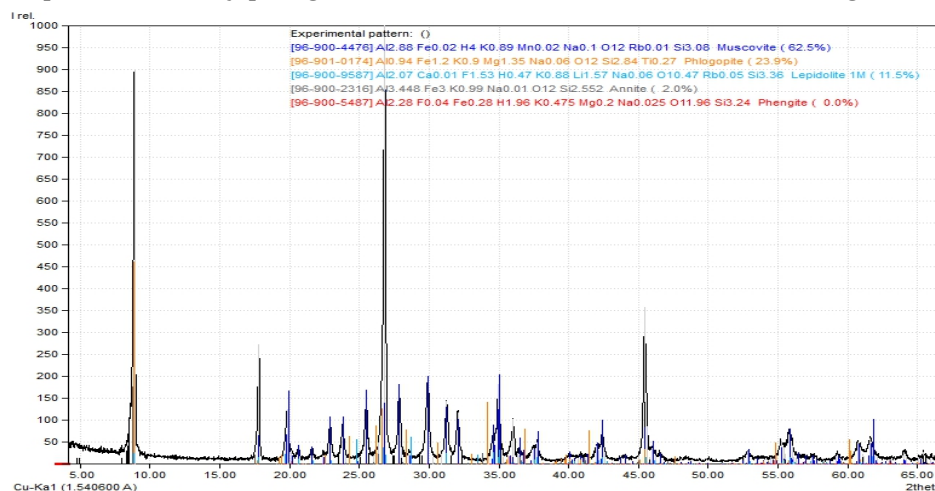


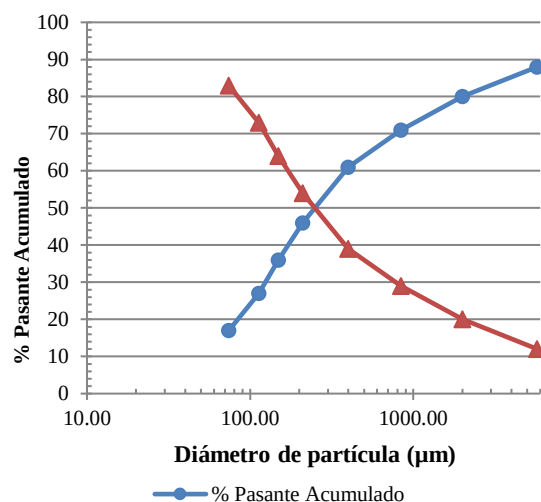
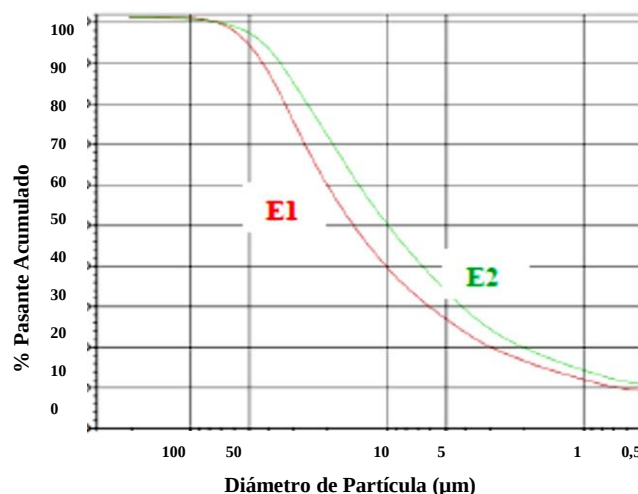
Figura 1. Se identifica Moscovita (Mosc) en forma mayoritaria, luego Flogopita (Phg) y Lepidolita (Lp) en muy baja proporción

Los resultados de la caracterización química de la muestra cabeza se presentan en la Tabla 1. Se corrobora la presencia de mica tipo moscovita debido al bajo contenido de Fe de aproximadamente 4%. No se identifican presencia de impurezas tales como: Cr, Mn y Ti.

Tabla 1. Caracterización química de la muestra en estudio

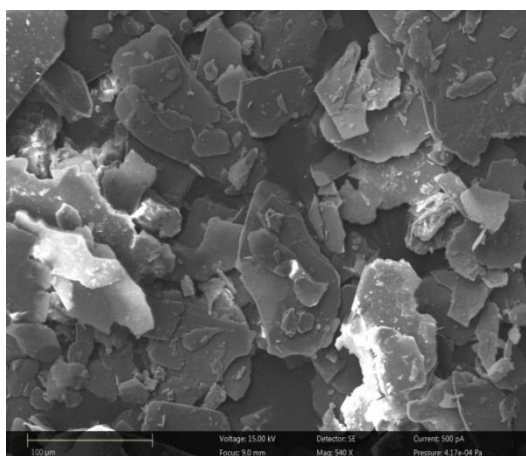
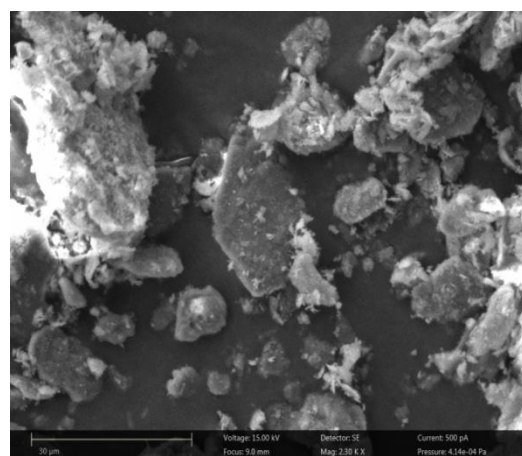
SiO ₂	Ins.	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	Mg	Na	K	Cu	Cr	Pb	Mn	Ca	Ti
%	%	%	%	μg/g	μg/g	μg/g	μg/g	μg/g	μg/g	μg/g	μg/g	μg/g
42,78	2,38	5,67	34,11	6027	9655	79390	N/D	N/D	N/D	N/D	N/D	N/D

A continuación la Figura 2, presenta la distribución granulométrica de la trituración, donde se observa que le D50 es de 210 μm.


Figura 2. Análisis granulométrico de la Cabeza

Figura 3. Análisis granulométrico por SEDIGRAPH III de los productos de molienda de E1 y E2

La densidad promedio obtenida con el picnómetro de helio, MICROMERITICS, fue de 2,990 gr/cm³.

La Figura 3, muestra la curva granulométrica obtenida por SEDIGRAPHIII, donde el producto obtenido en el ensayo E1 presenta un D90 = 34,94 μm, mientras que el producto del ensayo E2, fue de D90 42,91 μm.


(a)

(b)
Figura 4. (a) Micrografía del ensayo E1; (b) Micrografía del ensayo E2

Además los productos fueron evaluados morfológicamente, conforme presentados en las micrografías de las

Figuras 4.a y 4.b.

En la Figura 4.a, se observa una distribución de tamaños homogénea corroborando el resultado obtenido por SEDIGRAPH III.

La Figura 4.b presenta mayor heterogeneidad de tamaños, demostrando una remolienda de partículas finas. De acuerdo a Soriano G. et al (2002) ^[10], este producto responde a agregados de partículas constituidas por partículas grandes y pequeñas, desordenadas, de aspecto masivo. Las partículas se encuentran asociadas formando agregados en unidades morfológicas compuestas.

4. CONCLUSIONES

Se concluye que las micas de la quebrada del Potrerillo, departamento Valle Fértil, corresponden a la especie mineral moscovita.

El producto obtenido de la molienda en húmedo, en molino de barras, durante 60 minutos, con un D90 de 35 µm es apto para la producción de pigmentos perolizados con uso frecuente en la producción en la industria de la pintura, cosméticos y plásticos.

El producto obtenido cumple con una morfología adecuada que evite la pérdida de flexibilidad y naturaleza de lubricación.

Se sugiere un tratamiento posterior de limpieza para bajar el contenido actual de Fe₂O₃ (5,6 %) presente en la muestra a un valor menor del 1%.

5. REFERENCIAS

- [1]. Hedrick, J.B.. "Mica". Minerals Commodity Summaries. Reston, VA: US. Geological Survey (USGS) 2004, Pag 108-109.
- [2]. USGS <http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/mcs/index.html> Accessed Diciembre 2016.
- [3]. Andry S.. "Mica, grounds for optimism". Industrial Minerals 1992 November, p. 26-36
- [4]. Mirre Juan Carlos.. "Descripción Geológica" de la Hoja 19e, Valle Fértil. Esc: 1.200.000. Ministerio de Economía. Secretaría de Estado de Minería 1976, Buenos Aires.
- [5]. Perucca Juan Carlos, et al. "Las Micas del Valle Fértil – San Juan. Factibilidad de Explotación" Dpto. de Minería de la Provincia de San Juan 1972.
- [6]. Galliski, M.A. y Linares, E.. "New K-Ar muscovite ages from granitic pegmatites of the Pampean Pegmatite Province". 2° South American Symposium on isotope Geology, 1999b, Actas: 63-67.
- [7]. Oyarzábal, J, Roquet M., Galliski, M y Perino, E. "Caracterización geoquímica y estructural de feldespatos potásicos de algunas pegmatitas de los Grupos Balilla y Aurora, Distrito Pegmatítico Valle Fértil, San Juan". Revista de la Asociación Geológica Argentina 2011, 68 (1): 5 - 16.
- [8]. Herrera, A.O.. "Estructura interna de las pegmatitas micacíferas de Valle Fértil, San Juan". Universidad de Buenos Aires, Contribucion Cientifica 1958, 2: 5-29
- [9]. Barros, F.M.; Cavalcante, P.M.T.; Andrade, M.C.; Sampaio, J.A.; Luz, A.B.. "Beneficiamento do Rejeito de Moscovita da Região do Seridó-Borborema (NE) para Aproveitamento Industrial". In: Anais do XXI ENTMMME, Natal-RN) 2005, p.199-205.
- [10]. Santos, S.F.; França, S.C.A.; Ogasawara, T. 2011. "Method For Grinding And Delaminating Muscovite"., Mining Science and Technology (China), vol. 21, p. 7-10.
- [11]. Gámiz E, Soriano M, Delgado G, Párraga J, Delgado R.. "Estudio Morfológico De Talcos Con Microscopio Electrónico De Barrido (SEM). Aplicaciones Farmacéuticas". Ars Pharmaceutica 2002, 43:1-2; 173-185,

FLOTACIÓN DE PIRITA CONTENIDA EN LOS RELAVES DE UNA PLANTA
CONCENTRADORA DE COBRE DE LA REGIÓN DE ATACAMA*Luis Valderrama^{1*}, Osvaldo Pavez^{1,2}, Mario Santander¹, Ana Rivera¹, Alexis Guzmán¹, Álvaro Soliz¹*

1: Dpto. de Ingeniería en Metalurgia, Facultad de Ingeniería, Universidad de Atacama, Copiapó, Chile

2: Centro Regional de Investigación y Desarrollo Sustentable de Atacama, Universidad de Atacama, Copiapó, Chile

* e-mail: luis.valderrama@uda.cl

RESUMEN

En el presente trabajo se estudia la flotabilidad de pirita a partir de los relaves generados por una planta concentradora de cobre de la Región de Atacama. El estudio contempló la caracterización física, química y mineralógica de muestras de relave, así como mediciones de potencial zeta y determinación del ángulo de contacto utilizando muestras de pirita de alta pureza. Pruebas de flotación a escala de laboratorio se realizaron para definir variables operacionales, tales como pH, dosificación del colector y dosificación del espumante, posteriormente se efectuaron pruebas cinéticas para definir los tiempos óptimos de flotación de las etapas rougher, scavenger, cleaner y recleaner. Los mejores resultados se obtuvieron con pH 7,9, dosificación del colector, 40 g/t y dosificación de espumante, 5 g/t. Los tiempos óptimos de las etapas de flotación fueron los siguientes: rougher (20 min), scavenger (10 min), clenaer (10 min) y recleaner (10 min). Con los datos obtenidos de tiempo de flotación se efectuaron pruebas de ciclo abierto y posteriormente mediante simulación matemática de pruebas de ciclo se seleccionó el circuito de flotación de pirita más adecuado. En el circuito final de flotación de pirita se alcanzaron los siguientes resultados: recuperación metalúrgica de pirita de 59%, ley de pirita en el concentrado final de 94% y recuperación en peso de 40%.

Palabras Claves: Pirita, Flotación, Relaves de Cobre, Región de AtacamaPYRITE FLOTATION CONTAINED IN THE TAILINGS OF A COPPER CONCENTRATOR
PLANT OF THE ATACAMA REGION

ABSTRACT

In the present work the pyrite flotation is studied from the tailings generated by a copper concentrator plant of the Atacama Region. The study included the physical, chemical and mineralogical characterization of tailings, as well as zeta potential measurements and contact angle determination using high purity pyrite samples. Laboratory scale flotation tests were performed to define operational variables, such as pH, collector dosage and frother dosage. Subsequently, kinetic tests were performed to define flotation optimal time of the rougher, scavenger, cleaner and recleaner stages. The best results were obtained with pH 7.9; collector dosage, 40 g/t and frother dosage, 5 g/t. The optimum times of the flotation stages were as follows: rougher (20 min), scavenger (10 min), cleaner (10 min) and recleaner (10 min). With data obtained from flotation time, open cycle tests were performed and the most suitable pyrite flotation circuit was selected by mathematical simulation of cycle tests. In the final pyrite flotation circuit the following results were achieved: pyrite metallurgical recovery of 59%, pyrite grade in the final concentrate of 94% and a 40% weight recovery.

Keywords: Pyrite, Flotation, Copper Tailings, Atacama Region.

1. INTRODUCCIÓN

En la Región de Atacama el tratamiento de los minerales sulfurados de cobre mediante el proceso de flotación produce grandes cantidades de relaves los cuales contienen minerales tales como magnetita, cuarzo, pirita, entre otros, cuya recuperación puede ser interesante económicamente. El tratamiento de relaves de cobre para la obtención de un subproducto contenido en los relaves, entregaría un valor agregado al proceso productivo de la empresa. En la Región de Atacama existe experiencia en el tratamiento industrial de relaves de cobre para la recuperación de magnetita [1].

En la flotación de minerales de cobre, la pirita, FeS_2 , es deprimida y se va al relave, mejorando de esa forma la calidad de los concentrados finales de cobre, el depresor utilizado en las plantas concentradoras es la cal. La obtención de un concentrado de pirita de buena calidad a partir del tratamiento de relaves de cobre se podría tornar en una buena alternativa para la diversificación de la minería regional. La recuperación metalúrgica de pirita desde los relaves mediante el proceso de flotación es una alternativa factible de aplicar, dado que este mineral puede ser flotado con colectores del tipo tio-compuestos [2-4]. Los xantatos son los reactivos utilizados normalmente en la flotación de pirita [5]. Park et al. [6] indicaron que la flotación de pirita en pH ácido era relativamente mayor que en condiciones alcalinas, atribuyendo la baja flotabilidad en pH alcalino a que el dixantógeno era inestable en esas condiciones lo que resultaba en una baja adsorción del xantato en la superficie de pirita. García et al. [2] estudiaron la adsorción del xantato en la superficie de pirita utilizando cadenas con diferente número de carbonos (2, 4 y 8 carbonos) en la parte apolar del colector, indicando que la superficie de pirita se torna más hidrofóbica al aumentar la cantidad de carbonos incrementándose el ángulo de contacto de 35° (para 2 carbonos) a 90° (para 4 y 8 carbonos). Estos investigadores señalan que la velocidad de flotación de la pirita se incrementa al aumentar el número de carbonos en la estructura apolar del colector. Dimou [7] reportó un significativo aumento en la ley final de pirita con el incremento de la concentración de xantato y la longitud de la cadena de hidrocarburos del colector, lo cual fue atribuido al hecho que ambos factores aumentan la hidrofobicidad de la pirita mejorando la elutriación en la fase espuma.

El presente trabajo tiene como objetivo estudiar mediante flotación la recuperación de pirita contenida en los relaves generados por una planta concentradora de cobre de la Región de Atacama. Se pretende con este estudio dar un valor agregado al proceso de concentración que realiza la empresa, recuperando también como producto pirita, mineral que había sido desechado en el relave, el cual podría ser comercializado.

2. PARTE EXPERIMENTAL

La muestra de relave fue obtenida en la descarga del ducto que transporta el relave desde la planta concentradora. La muestra fue filtrada, secada, disgregada, homogenizada y cuarteada, obteniéndose muestras para realizar la caracterización tecnológica (física, química, mineralógica) y las pruebas de flotación. Por otra parte, una muestra de pirita de alta pureza obtenida mediante selección manual, fue utilizada en los ensayos de potencial zeta y en la determinación del ángulo de contacto.

Las muestras de relave fueron sometidas a caracterización física, química y mineralógica, para la determinación del peso específico aplicando el método del picnómetro, análisis granulométrico utilizando una serie de tamices, análisis químico mediante un equipo de absorción atómica, análisis mineralógico usando un difractómetro de rayos X marca Siemens modelo D5000.

Con las muestras de pirita de alta pureza se efectuaron: a) Ensayos de potencial zeta en un equipo Zeta Meter 4.0 utilizando HCl y NaOH como reguladores de pH y NaCl como electrolito, todos los reactivos químicos de grado p. a.; y b) Medidas de ángulo de contacto aplicando el método de la burbuja cautiva en un equipo Ramé-Hart 190 F1 y utilizando el software DROImage.

Pruebas de flotación escala de laboratorio se realizaron en una celda de flotación Denver D-12 de 2.650 cm^3 de capacidad. Los ensayos de flotación fueron realizados para la determinación de variables operacionales del proceso (pH, dosificación de colector, dosificación de espumante). Pruebas cinéticas de flotación permitieron definir el tiempo óptimo de las etapas de flotación (rougher, scavenger, cleaner, recleaner) y la aplicación de simulación matemática a un circuito de flotación de ciclo abierto [8], permitió la selección del circuito de flotación de pirita más adecuado.

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

El peso específico de la muestra, determinado por el método del picnómetro, fue $3,1 \text{ g/cm}^3$. El análisis granulométrico del relave indicó una granulometría 97,7% $-300 \mu\text{m}$, 83,6% $-150 \mu\text{m}$ y 65,7% $-75 \mu\text{m}$. El análisis químico mostró la presencia de SiO_2 (46,5%), Fe (16,4%), Fe_M (9,3%), Al_2O_3 (9,6%), CaO (3,3%), MgO (2,4%), S (1,1%), FeS_2 (1,99%). El análisis mineralógico indicó la presencia de cuarzo, ortoclasa, magnetita, actinolita, biotita y clinocloro ferroso.

Las mediciones de potencial zeta mostraron que el punto isoeléctrico de la pirita se encontraba en $\text{pH} = 7,2$, esto indicaría que la pirita presenta una carga positiva en pH menores a 7,2, mientras que en valores de pH mayores al punto isoeléctrico la carga superficial del mineral cambia a negativa, alcanzando un valor de -28,9 mV en pH 10.

En cuanto al ángulo de contacto de la pirita, un promedio de 10 mediciones mostró un valor de 44° para el sistema pirita-agua-aire (sin colector) y 54° para el sistema pirita-colector-aire. De acuerdo a los resultados obtenidos, el aumento en el ángulo de contacto que se observa en el sistema pirita-colector-aire con respecto al sistema pirita-aire-agua, indicaría que la pirita se torna más hidrofóbica al estar en contacto con el colector Aero Promoter 404 (AP-404). Este incremento en el ángulo de contacto es algo esperado, ya que los colectores del tipo tio-compuestos (como el AP 404) tienen la función de hidrofobizar los minerales sulfurados para que se produzca la adhesión partícula-burbuja en el proceso de flotación.

3.1. Resultados de Pruebas de Flotación a Tiempo Fijo

En relación al efecto del pH , al utilizar los siguientes valores: 5,3; 6,2; 7,0 y 7,9 se observó que la ley de pirita disminuía a medida que el pH se hacía más básico, no así la recuperación metalúrgica que tuvo una respuesta contraria, ya que a medida que el pH se incrementaba de 5,3 a 7,9 la recuperación aumentó.

Respecto a la dosificación del colector AP-404, se observó que la máxima ley en el concentrado (36,3%) y la máxima recuperación (69,9%) se alcanza con una concentración de colector de 40 g/t. Un incremento de la dosificación de colector sobre 40 g/t no produjo aumento en la ley de pirita en el concentrado ni en la recuperación metalúrgica.

En relación al espumante, se utilizaron dosificaciones de MIBC + D-250 de 5, 7 y 10 g/t, observándose que un aumento de la dosis de espumante produjo una disminución en la recuperación metalúrgica y un leve incremento en la ley de pirita en el concentrado. Los mejores resultados se alcanzaron utilizando una dosificación de 5 g/t de espumante.

3.2. Resultados de Pruebas Cinéticas de Flotación

Definidas las mejores condiciones operacionales de pH (7,9), dosificación de colector (40 g/t) y dosificación de espumante (5 g/t), se efectuaron pruebas cinéticas de flotación en etapas rougher, scavenger, cleaner y recleaner para determinar el tiempo óptimo de flotación de esas etapas aplicando criterios de Agar et al. [8]. Los tiempos óptimos obtenidos para las diferentes etapas de flotación fueron los siguientes: rougher (20 min), scavenger (10 min), cleaner (10 min) y recleaner (10 min).

3.3. Pruebas de Flotación en Ciclo Abierto y Circuito Final

Los tiempos óptimos de flotación de cada etapa fueron determinados mediante las pruebas cinéticas y se aplicaron para realizar las pruebas de flotación de ciclo abierto, que incluyeron las etapas rougher, scavenger, cleaner y recleaner.

A partir de los datos obtenidos en las pruebas de flotación de ciclo abierto (figura 1), se aplicó simulación matemática de estas pruebas de ciclo considerando tres circuitos de flotación alternativos con diferente recirculación de las colas en las etapas. El circuito de flotación de pirita seleccionado se presenta en la figura 2. Los resultados obtenidos fueron los siguientes: ley de pirita en el concentrado final, 94%, recuperación metalúrgica, 59%, y recuperación en peso, 40%.

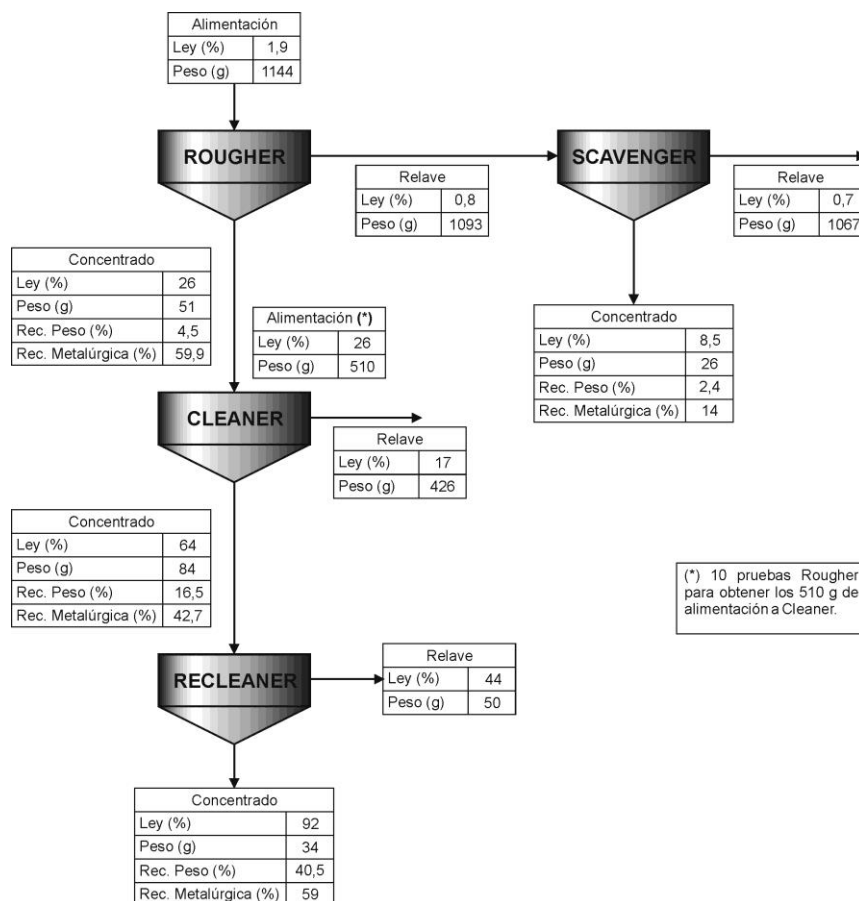


Figura 1. Circuito de flotación de pirita con datos obtenidos con pruebas de ciclo abierto.

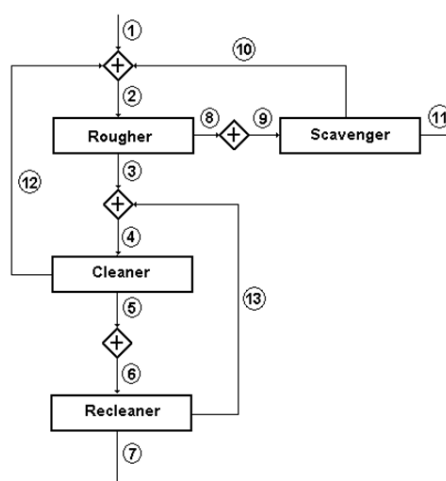


Figura 2. Circuito final de flotación de pirita

4. CONCLUSIONES

Los resultados obtenidos en este estudio permiten concluir que es posible la recuperación de pirita mediante el proceso de flotación, obteniéndose un concentrado final de buena ley. Los mejores resultados se obtuvieron con las siguientes condiciones experimentales: pH 7,9; dosificación del colector, 40 g/t; dosificación del espumante, 5 g/t. El circuito de flotación de pirita estaría compuesto por etapas rougher, scavenger, cleaner y recleaner. La simulación matemática de las pruebas de ciclo abierto aplicada a tres circuitos de flotación alternativos, permitió la selección de un circuito de flotación que entregó una ley final de pirita en el concentrado de 94%, una recuperación metalúrgica de 59% y una recuperación en peso de 40%.

5. REFERENCIAS

- [1]. Carmona F. Modificaciones del Proceso de Flotación Inversa de Hierro en Celdas Neumáticas de Planta Magnetita, Memoria Ingeniero Civil en Metalurgia. Valparaíso (Chile): Pontificia Universidad Católica de Valparaíso, 2013.
- [2]. García F, Spier VC, Debacher NA. Quim. Nova, 2001; 24 (5): 612-615.
- [3]. Wang X, Forssberg KS. Int. J. Miner. Process. 1991; 33 (1-4): 275-290.
- [4]. Yorio C, Calles B, Peña Y, García-Carcedo F, Ayala JN, Cornejo N, Hernández A, Munroe N. Rev. Metal. 2003; 39 (5): 323-329.
- [5]. Chandra AP, Puslkar L, Simpson DJ, Gerson AR. Int. J. Miner. Process. 2012; 114-117:16-26.
- [6]. Park K, Choi J, Gómez-Flores A, Kim H. Mater. Trans. 2015; 56 (3): 435-440.
- [7]. Dimou A. The Flotation Pyrite Using Xanthate Collectors. Thesis Master Sc. Eng. Ciudad del Cabo (South Africa): University of Cape Town, 1986.
- [8]. Agar GE, Stratton-Crawley R, Bruce TJ. CIM Bull. 1980; 73 (824): 173-181.

RECUPERACIÓN DE ORO DESDE SOLUCIONES DE TIOSULFATO AMONIAL
MEDIANTE CEMENTACIÓN Y ELECTRODEPOSICIÓNMaría E. Caroprese^{1*}, Roberto Meissl¹, Rodolfo Lara¹, Victor Quinzano¹1: Instituto de Investigaciones Mineras y Departamento de Ingeniería de Minas, Facultad de Ingeniería,
Universidad Nacional de San Juan. San Juan. Argentina

* e-mail: eucaroprese@yahoo.com.ar

RESUMEN

En este trabajo, se estudiaron y analizaron los resultados de recuperar oro desde soluciones de tiosulfato amoniacal a través de la cementación y la electrodeposición. En la cementación se analizaron los aspectos cinéticos de la precipitación de oro empleando polvo de cinc y aluminio como agentes cementantes. Se analizaron las variaciones de las concentraciones de los agentes reductores, de cobre y de oro en función del tiempo para evaluar la influencia de la desoxigenación previa y se determinó la energía de activación. Las recuperaciones de oro fueron superiores al 98% para ambos reductores. Los resultados demostraron que el cinc es mejor cementante, ya que el aluminio a pesar de tener una mayor velocidad de reacción, destruye el tiosulfato. El mayor consumo de cinc y aluminio se debió a la deposición del cobre, se observó una relación (1:1) y (2:5) respectivamente. En la cementación con cinc se tomaron las concentraciones de oro en función del tiempo para diferentes temperaturas de reacción, se graficó la forma linealizada de la ecuación de Arrhenius para obtener la energía de activación (E_a) que resultó ser de 15,43 KJ/mol. Este valor responde a un control difusivo para la reacción, y es similar al encontrado para procesos con desoxigenación previa. Esto indicaría que, a diferencia de la cementación de oro desde soluciones cianuradas, no sería necesario la desoxigenación de estas soluciones. Los datos experimentales de la electrólisis se ajustaron a un modelo $C=f(t)$ con R^2 mayor a 0,94. Esto permitió el cálculo del coeficiente de transferencia de masa del oro ($0,80 \times 10^{-6}$ m/s). Este resultado está en el mismo orden que el obtenido por otros autores para la electrodeposición de oro de soluciones cianuradas, ($1,3 \times 10^{-6}$ m/s) para una velocidad del fluido de $4,80 \times 10^{-3}$ m/s. Se obtuvo una recuperación final de oro (92,1%) y se confirmó la co-precipitación del cobre.

Palabras Claves: Recuperación de oro, tiosulfato de amonio, cementación, electrodeposición.

GOLD RECOVERY FROM AMMONIAL TENSULPHATE SOLUTIONS THROUGH
CEMENTATION AND ELECTRODEPOSITION

ABSTRACT

In this work, the results of recovering gold from ammoniacal thiosulfate solutions through cementing and electrodeposition were studied and analyzed. In cementation, the kinetic aspects of gold precipitation were analyzed using zinc and aluminum powder as cementing agents. The variations in the concentrations of the reducing agents, copper and gold as a function of time were analyzed to evaluate the influence of the previous deoxygenation and the activation energy was determined. The gold recoveries were greater than 98% for both reducers. The results showed that zinc is better cement, since aluminum, despite having a higher reaction speed, destroys thiosulfate. The highest consumption of zinc and aluminum was due to the deposition of copper, a ratio was observed (1: 1) and (2: 5) respectively. In zinc cementation, the gold concentrations were taken as a function of time for different reaction temperatures, the linearized form of the Arrhenius equation was graphed to obtain the activation energy (E_a) which was found to be 15.43 KJ / mol . This value responds to a diffusive control for the reaction, and is similar to that found for processes with prior deoxygenation. This would indicate that, unlike the cementation of gold from cyanide solutions, the deoxygenation of these solutions would not be necessary. The experimental data of the electrolysis were adjusted to a model $C = f(t)$ with R^2 greater than 0.94. This allowed the calculation of the gold mass transfer coefficient (0.80×10^{-6} m/s). This result is in the same order as that obtained by other authors for the electrodeposition of gold of cyanized solutions, (1.3×10^{-6} m / s) for a fluid velocity of 4.80×10^{-3} m / s. A final recovery of gold was obtained (92.1%) and copper co-precipitation was confirmed.

Keywords: Recovery of gold, ammonium thiosulfate, cementation, electrodeposition.

1. INTRODUCCIÓN

1.1 Generalidades

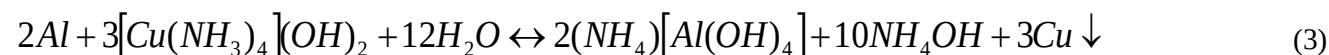
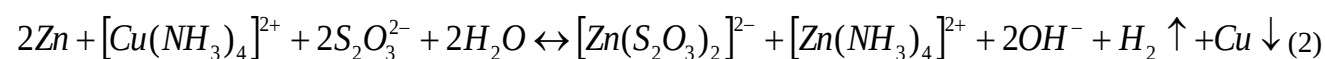
La lixiviación de minerales auríferos con soluciones de tiosulfato de amonio sigue generando gran interés para la hidrometalurgia debido a que se está intensificando la búsqueda de alternativas viables al empleo del cianuro de sodio. Es necesario por lo tanto el estudio de las mejores alternativas para poder realizar la recuperación de oro de estos licores. Una vez que el oro ha sido lixiviado, puede ser recuperado de la solución por varias técnicas: electrólisis directa, cementación, extracción por solvente, adsorción en carbón activado y adsorción en resinas. [1] En el caso de las tres últimas técnicas, el oro debe ser extraído a una solución acuosa y recuperado por electrólisis. se ha decidido estudiar la cementación y la electrólisis directa..

1.2. Cementación

La cementación de oro desde soluciones de tiosulfato amoniacal, es una reducción química que ocurre sobre la superficie de las partículas de algunos metales. La reacción de cementación principal se observa en la ecuación 1, aunque, debe mencionarse que hay muchas reacciones dependiendo del tipo de reductor, de la concentración de tiosulfato, amoniaco y condiciones generales del sistema, [2][3]



Junto con el oro también es reducido el cobre, el cual es el agente oxidante en la lixiviación de oro y se encuentra inicialmente como $[Cu(NH_3)_4]^{2+}$ ion tera amin cuprico, de típico color azul. En las reacciones 2 y 3 se observan solo las reacciones generales, las reacciones parciales, dependerán de las condiciones del sistema.[4][5]



1.3. Electrólisis directa

La electrólisis directa resulta atractiva puesto que el oro es recuperado de la solución de lixiviación, sin necesidad de ninguna etapa de purificación intermedia. La reacción catódica se corresponde perfectamente con la reacción 1, de la cementación. La reacción anódica es



Se producen otras reacciones de oxidación y reducción de especies asociadas al tiosulfato. También puede ocurrir la co-deposición de otros metales de la solución. En el proceso de electrólisis, el coeficiente de transferencia de masa del oro, puede ser calculado si se asumen las siguientes condiciones: la celda electroquímica se comporta como un reactor flujo pistón ideal, el reservorio como un reactor mezcla perfecta y el proceso es controlado únicamente por transferencia de masa. La ecuación que representa este modelo es la siguiente

$$C/C_o = e^{-\left[1 - \frac{1}{1 + \frac{KAaL}{Q}}\right] \frac{t}{\tau}} \quad (5) \quad \tau = \frac{V_r}{Q} \quad (6)$$

Dónde: C (mg/l) es la concentración en el reservorio en el tiempo t , C_o (mg/l) es la concentración inicial, K (m/s) es el coeficiente de transferencia de masa, A (m^2/m^3) es el área superficial específica, a (m^2) es el área transversal del cátodo, L (m) es la longitud del cátodo, Q (m^3/s) es el flujo volumétrico, τ (s) es el tiempo de residencia y V_r (m^3) es el volumen del reservorio (o de la solución).

2. PARTE EXPERIMENTAL

2.1. Soluciones y determinaciones analíticas.

Las soluciones se prepararon sintéticamente a partir de oro fino, título 9999, empleando como reactivos $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$, NH_4OH y $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ (grado analítico). La solución empleada en los ensayos fue $2,5 \times 10^{-5}$ M Au, 5×10^{-3} M Cu, 1 M de NH_3 y 0,5 M de $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$. Los metales en solución fueron analizados por ICP (equipo Perkin Elmer Optima 7300 DV). El tiosulfato fue determinado por iodometría. Además se emplearon para otras mediciones un pHmetro HANNA HI221, un oxímetro WTW Oxi 330/Set y un medidor de potencial HANNA HI3131.

2.2. Ensayos de cementación

Los ensayos de cementación con cinc y aluminio se realizaron en un reactor agitado con 0,3 l de solución aurífera de tiosulfato de amonio. Se adicionó de 0,2 g de polvo de cinc y de aluminio. Luego se agitó durante 20 min a 200 rpm. Se tomaron muestras de solución a diferentes tiempos, se filtró la solución para analizar oro, cobre, cinc y aluminio. Se empleó polvo de cinc y de Al de tamaño 98% pasante 44 μm . Los parámetros del sistema electrolítico que se consideraron fueron. Tiempo 1200 (s), Potencial (V/ENH) inicial 0,15 v- final -0,91 v, pH10,8 inicial -10,8 final, En el primer ensayo se mantuvieron las condiciones atmosféricas normales, mientras que en el segundo se hizo burbujear durante 15 minutos gas nitrógeno para bajar la concentración de oxígeno disuelto en la solución áurica llegando 0,20 mg/l. Luego se realizaron los ensayos con variaciones en la temperatura para obtener la energía de activación.

2.3. Ensayos de electrodeposición

El dispositivo experimental permitía la recirculación de solución. La celda consta de dos ánodos planos de acero inoxidable 316 y de un cátodo de lana de acero. En la Tabla 1, se muestran los parámetros del sistema electrolítico. Se tomaron muestras de solución del reservorio, a diferentes tiempos, para determinar oro y cobre.

Tabla 1. Características generales de la celda electrolítica.

Parámetros del sistema electrolítico			
pH	10,8	Área superficial específica (A)	4950 m^2/m^3
Voltaje de celda	1,8 V	Área transversal del cátodo (a)	6,60 $\times 10^{-3}$ m^2
Intensidad de corriente	0,75 A	Longitud del cátodo (L)	1,29 $\times 10^{-1}$ m
Volumen del reservorio (V_r)	4,00 $\times 10^{-3}$ m^3	Flujo volumétrico (Q)	1,66 $\times 10^{-5}$ m^3/s
Velocidad del fluido	2,51 $\times 10^{-3}$ m/s		

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

3.1. Cementación

En las figuras 1 y 2 se presenta la recuperación de oro vs. tiempo para la cementación con cinc y aluminio respectivamente. En ambos casos se comparó la recuperación para una atmósfera normal y con saturación de nitrógeno gaseoso. Las figuras confirman que los reductores son capaces de cementar el oro.

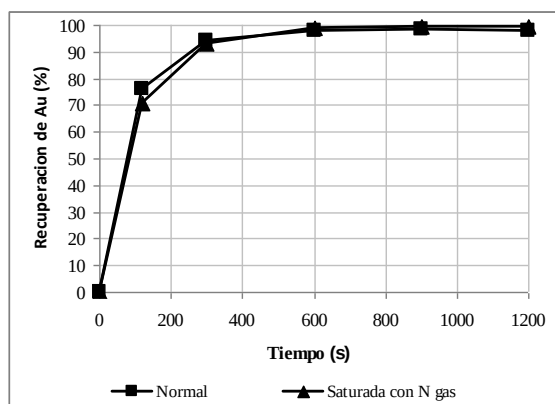


Figura 1. Recuperación con Zn de Au vs. tiempo.

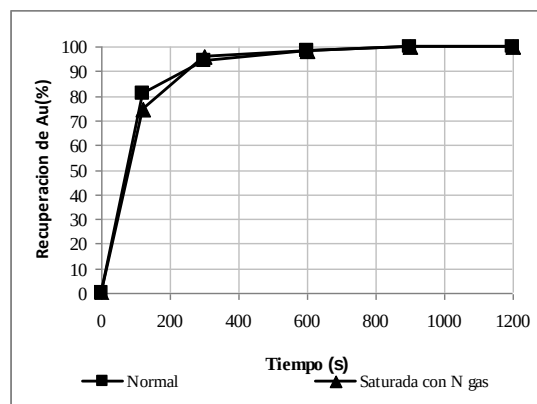


Figura 2. Recuperación con Al de Au vs. tiempo

Los porcentajes de recuperación superiores al 98% con una rápida cinética de cementación. Aunque no se observaron diferencias significativas de modificar la atmósfera del sistema.

En las figuras 3 y 4 se observa como disminuye la concentración de cobre y aumenta estequiométricamente la del agente cementante en función del tiempo.

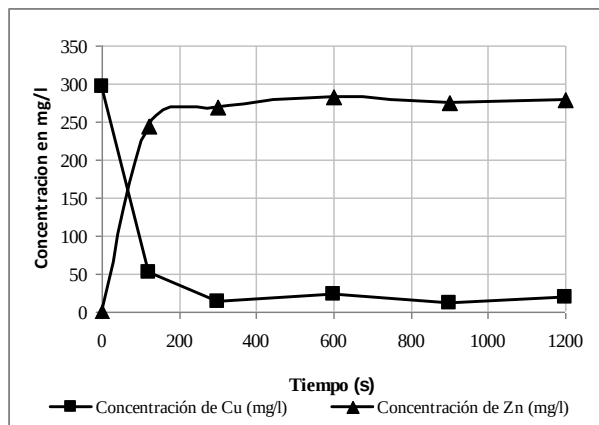


Figura 3. Concentración de cobre y cinc vs tiempo .

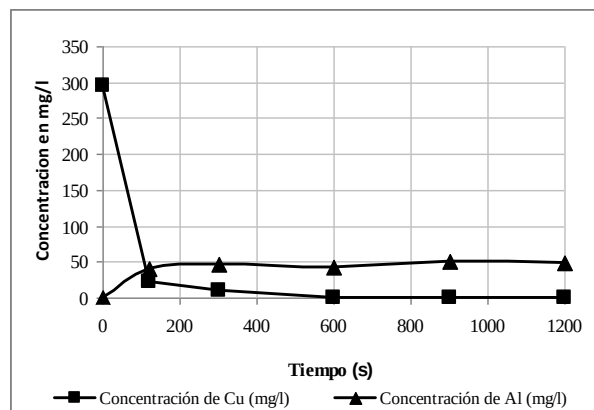
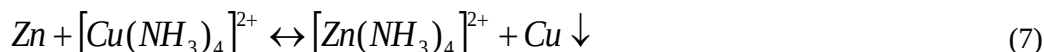


Figura 4. Concentración de cobre y aluminio vs tiempo

Estas curvas muestran que mayoritariamente el Zn y Al disueltos se originó en la precipitación del Cu. Este aspecto se observa experimentalmente cuando desaparecía el color azul del ion $[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4]^{2+}$. En la figura 3 se observa que las cantidades disueltas y precipitadas son equimolares (1:1). Podría plantearse la siguiente reacción de cementación del cobre con cinc, para estas condiciones.



Sin embargo para la cementación con aluminio, la estequiometría nos muestra que por cada 2 Al reaccionan 5 Cu. (2:5). Pero en este caso considerar una probable ecuación es mucho más complicado debido a que el Al es un reductor más potente lo que implica que durante el proceso de reducción además de reducirse Au y Cu, también se formó gran cantidad de H_2 , SH_2 y muchos compuestos intermedios del S principalmente S^0 . Este aspecto dificulta operativamente el empleo de aluminio ya que destruye el lixiviante además de generar atmósferas sumamente tóxicas.

Los valores iniciales y finales del potencial y del pH, validan la información brindada por los diagramas Eh-pH. Los valores iniciales de Eh = 0,15 V y pH = 10,8 corresponden a zonas de los diagramas de los sistemas Cu-N-S-H₂O y Au-N-S-H₂O, donde el cobre y el oro permanecen en solución como complejos. Los valores finales de Eh = -0,91 V y pH = 10,8 corresponden a zonas de los diagramas donde el cobre y el oro están en estado metálico, tal como aparecen precipitados sobre las partículas de cinc.

Para calcular la energía de activación del sistema se tomaron las concentraciones de oro a diferentes tiempos de comenzada la reacción para diferentes temperaturas (10°C, 20°C, 37°C y 50°C), se graficó la forma linealizada de la ecuación de Arrhenius y se calculó la energía de activación E_a es de 15,43 KJ/mol. Este valor es similar al encontrado para procesos con desoxigenación previa. Esto indica que en ambos casos el control es difusivo para la reacción. Lo cual concuerda perfectamente con la bibliografía existente.

5.2. Electrólisis

En la Figura 5 se muestra la curva de recuperación de oro y la concentración de cobre en la solución vs. tiempo. La Figura 6 presenta la curva de concentración normalizada de oro vs. tiempo, experimental y ajustada, respectivamente, con R^2 mayor a 0,94. Para calcular el valor del coeficiente de transferencia de masa del oro se ajustaron los datos experimentales con una ecuación de la forma $C/\text{Co} = e^{-bt}$. Con $b = -0,000706$. Con esta ecuación y los parámetros de la Tabla 1, se calculó K. que resultó ser de $0,8002 \times 10^{-6}$ m/s para un tiempo de residencia (τ) = 240,96 s. Se obtuvo una recuperación final de oro (92,1%) y se confirmó la co-precipitación del cobre, obteniéndose una concentración final de 0,25 mM Cu (Figura 5).

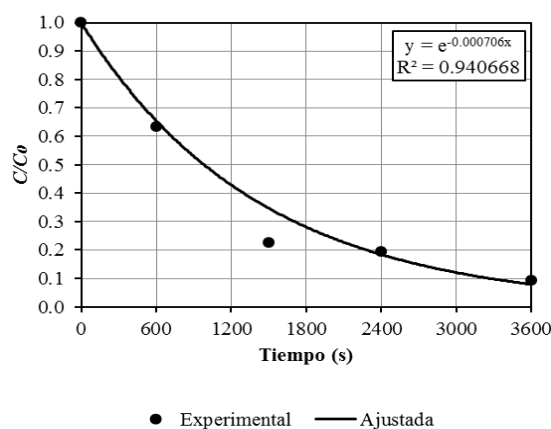
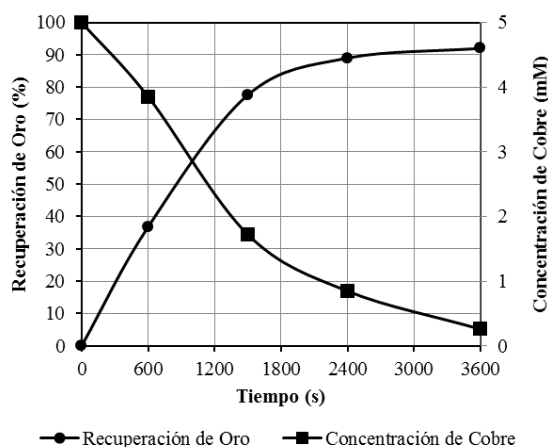


Figura 5. Recup. de oro y concentración de cobre vs. tiempo

Figura 6. Concentración normalizada de oro vs tiempo

El valor del coeficiente de transferencia de masa del oro está en el mismo orden que el obtenido por otros autores [6] [7] para la electrodeposición de oro de soluciones cianuradas, el cual resultó $1,3 \times 10^{-6}$ m/s.

4. CONCLUSIONES

La electrólisis y la cementación con cinc y aluminio demostraron ser eficientes para reducir el oro de las soluciones de tiosulfato de amonio. El principal inconveniente es que también precipitan de la solución el cobre, que en su estado cúprico, es el oxidante del proceso de lixiviación del oro.

Los resultados de la cementación con cinc y aluminio permitieron validar la información brindada por los diagramas de Pourbaix. Las recuperaciones con ambos cementantes fueron superiores al 98% pero se considera mejor el cinc debido a que el aluminio si bien tiene una mejor cinética genera muchas reacciones parásitas que incluyeron la destrucción del tiosulfato de amonio. En la cementación con cinc se observó que la reducción del cobre, es equimolar con el cinc. En este proceso se graficó la forma linealizada de la ecuación de Arrhenius cuya pendiente resultó ser 1858 cal/mol lo que indica que la E_a es de 15,43 KJ/mol. este valor es similar al encontrado para procesos con desoxigenación previa. Esto indica un control difusivo para la reacción. Lo cual concuerda perfectamente con la bibliografía existente. Los datos experimentales de la electrólisis se ajustaron a un modelo $C=f(t)$ con R^2 mayor a 0,94. Esto permitió el cálculo del coeficiente de transferencia de masa del oro, que resultó $0,80 \times 10^{-6}$ m/s. Con la electrólisis se obtuvieron recuperaciones superiores al 92% pero con cinéticas mas lentas que para la cementación. También se observó la destrucción parcial del tiosulfato de amonio.

5. REFERENCIAS

- [1]. Abbruzzese, C.; Fornari, P.; Massidda, R.; Veglio, F.; Ubaldini, S. (1995). Thiosulfate leaching for gold hydrometallurgy. *Hydrometallurgy* 39, 265-276.
- [2]. Arima, H.; Fujita, T.; Yen, W. (2002). Gold cementation from ammonium thiosulfate by zinc, copper and aluminium powders. *Materials Transactions*, Vol 43 , N°(3), 485-493
- [3]. Navarro, C. Vargas, R. Alvarez y EJ. Alguacil. Cementación de oro con polvo de cinc en soluciones de lixiviación con anmoniaco-tiosulfato *Rev. Metal Madrid* 41 (2005) 12-20
- [4]. P. Navarro, C. Vargas, EJ. Alguacil y R. Alvarez Aplicación de modelos cinéticos en la cementación de oro con cinc desde soluciones con tiosulfato y amoniaco *Rev. Metal Madrid Vol Extr*, (2005) 69-73 R
- [5]. Harunobu Arima, Toyohisa Fujita, and Wan-Tai Yen Gold Cementation from Ammonium Thiosulfate Solution by Zinc, Copper and Aluminium Powders 1999. 155 – 172 *Materials Transactions*, Vol. 43, No. 3 (2002) pp. 485 to 493 c 2002 The Mining and Materials Processing Institute of Japan
- [6]. Brandon, N.P.; Mahmood, M.N.; Page, P.W.; Roberts, C.C. (1987). The direct electrowinning of gold from leach liquors. *Hidrometallurgy*, 18, 305-319.
- [7]. Meissl, R.J; Quinzano, V.A.; Caroprese, M.E.; Gomez Guirado R.R. (2014). Electrólisis de oro de soluciones diluidas de tiosulfato de amonio. *Actas XII Jornadas Argentinas de Tratamiento de Minerales*, 283-288, San Luis, Argentina.

LIXIVIACIÓN DE CONCENTRADOS MOLIBDENO

Vanesa Bazan^{1*}, Pablo Fernandez², Marcela Medina² Rodolfo Lara²

1: CONICET- Universidad Nacional de San Juan, Facultad de Ingeniería, Instituto de Investigaciones Mineras, San Juan, Argentina.

2: Universidad Nacional de San Juan, Facultad de Ingeniería, Instituto de Investigaciones Mineras, San Juan, Argentina.

* e-mail: bazan@unsj.edu.ar

RESUMEN

El molibdeno yace en sus depósitos en forma de menas de baja ley, y antes de ser usado para fines metalúrgicos e industriales, necesariamente tiene que pasar por las operaciones de beneficio y concentración, que liberan los minerales de molibdeno de las especies mineralógicas asociadas y aumentan el contenido de este metal. El producto final de una planta de beneficio de minerales es el concentrado de alta ley, que contiene la especie mineralógica casi en su estado puro. Desde el concentrado, mediante los procesos pirometalúrgicos, hidrometalúrgicos y electrometalúrgicos el molibdeno se obtiene en su forma metálica pura o en forma de compuestos que se utilizan en la industria.

El objetivo de este estudio es lixiviar los concentrados de molibdenita de otros metales como el cobre y hierro, a tales efectos se propone realizar una lixiviación en un proceso en batch, para este trabajo se ensayaron muestras obtenidas del norte de nuestro país obteniendo el concentrado por medio de flotación rougher.

En base a estudios previos realizados por distintos investigadores, se diagrama una serie de ensayos variando ciertas condiciones operativas de importancia en el proceso de lixiviación, con el fin de determinar la influencia de dichas variables, como así determinar las condiciones óptimas para el mismo, previas caracterización química y mineralógica de cada muestra.

Palabras Claves: concentrado de molibdeno, lixiviación, recuperación.

LIXIVIATION OF MOLYBDENUM CONCENTRATES

ABSTRACT

Molybdenum is found in its deposits in the form of low grade ores, and before being used for metallurgical and industrial purposes, it necessarily has to go through the operations of profit and concentration, which release the molybdenum minerals from the associated mineralogical species and increase the content of this metal. The final product of a mineral benefit plant is the high grade concentrate, which contains the mineralogical species almost in its pure state. From the concentrate, through the pyrometallurgical, hydrometallurgical and electrometallurgical processes, molybdenum is obtained in its pure metallic form or in the form of compounds used in industry.

The objective of this study is to leach the molybdenite concentrates from other metals such as copper and iron, for this purpose it is proposed to perform leaching in a batch process, for this work we tested samples obtained from the north of our country obtaining the concentrate by means of rougher flotation.

Based on previous studies carried out by different investigators, a series of tests is plotted varying certain operating conditions of importance in the leaching process, in order to determine the influence of said variables, as well as to determine the optimal conditions for the same, previous chemical and mineralogical characterization of each sample.

Keywords: molybdenum concentrate, leaching, recovery

1. INTRODUCCIÓN

La molibdenita (MoS_2), fuente principal y casi exclusiva de molibdeno, posee una estructura cristalina hexagonal, con disposición en forma laminar (similar a la estructura cristalina del grafito), lo que le atribuye propiedades hidrofóbicas de forma natural, por éste motivo el método de concentración más utilizado para éste mineral es la flotación.

El concentrado obtenido en el proceso de flotación debe ser convertido a trióxido de Mo (MoO_3) para así poder

continuar como materia prima para los diversos procesos y productos posteriores. Sin embargo, normalmente éste presenta impurezas que dificultarían el proceso de tostación para su transformación a óxido por lo que es necesario realizar una serie de procesos para su purificación.

Dentro de la purificación figuran los procesos hidrometalúrgicos, como la lixiviación con diferentes agentes lixiviantes, que de acuerdo a la mineralogía de los compuestos del concentrado de cada región y de los elementos mayoritarios se podrán obtener mayores condiciones de recuperación del metal deseado. Es por tal motivo que se plantea el análisis de lixiviación con agente ácido, alcalino y una lixiviación redox, variando las condiciones operaciones para conseguir la eliminación de impurezas y de esta manera aumentar el grado de recuperación así también como el valor comercial del concentrado.[1-2]

2. PARTE EXPERIMENTAL

Para los ensayos realizados, se utilizó un mineral de sulfuro de cobre, hierro y molibdeno proveniente de un yacimiento del norte de Argentina, el cual fue sometido a procesos de flotación diferencial, con el objetivo de obtener mayor concentración de Mo.

La muestra se caracteriza químicamente utilizando técnicas de digestión ácida y posterior determinación instrumental, para los elementos mayoritarios se llevó a cabo en un equipo de absorción atómica, de marca Perkin Elmer AA100, mientras que para los elementos minoritarios se realizó mediante ICP en un equipo Perkin Elmer.

Complementariamente se realizó análisis mineralógico de la muestra a través de un estudio microestructural para determinar los distintos constituyentes minerales presentes e identificar las fases que se hallan en las partículas, a través de DRX utilizando un Difractómetro Philips WP 1011, complementado el estudio con un microscopia óptica, utilizando lupa estereoscópica Olympus SZ 61 TR y microscopio óptico Olympus GX 51 con un sistema de análisis de imágenes Leco IA 32, y microscopio electrónico de barrido (SEM) del IFIR y se le aplicó la técnica de espectroscopia de energía dispersa (EDS) con el software Phoenix.

Posteriormente se procede a la lixiviación en diferentes reactivos lixiviantes.

- Lixiviación ácida: En base a estudios previos realizados por distintos investigadores, se diagrama una serie de ensayos variando algunas condiciones operativas[3]:
 - Reactivos: ácido clorhídrico como agente lixivante en distintas concentraciones (2.5%, 5% y 10%), NaCl como catalizador (1gr) e NaOH como agente modificador de pH. Velocidad de Agitación: se fijó como velocidad óptima un rango de 200 a 300 r.p.m. Temperatura: se realiza ensayos a 30°C, 50°C, 70°C y 90°C. Tiempo de Lixiviación: Los ensayos se realizan variando el tiempo de lixiviación entre 1hs, 2hs y 4hs. pH: se trabaja en valores de pH mayor a 8, regulado mediante el agregado de NaOH. Relación sólido-líquido: se trabaja con relaciones de 10:1, 25:1 y 25:4.
- Lixiviación alcalina: De acuerdo a investigaciones previas, se diagrama una serie de ensayos variando ciertas condiciones operativas de importancia en el proceso de lixiviación. [4]
 - Reactivos: Na (OH) al 20%, Velocidad de Agitación: se fijó como velocidad óptima un rango de 200 a 300 r.p.m. Temperatura: se realiza ensayos a 30°C, 50°C y 70°C. Tiempo de Lixiviación: Los ensayos se realizan variando el tiempo de lixiviación hasta 30 minutos. Relación sólido-líquido: se trabaja con relación 1:5.
- Lixiviación Redox: Basándose en resultados de investigaciones en donde se ha comprobado que el uso de soluciones de FeCl₃ en el proceso de lixiviación ácida de Mo, produce mejoras en la eficiencia del proceso. Para comprobar esto, se diagrama una serie de ensayos a realizar bajo las siguientes condiciones operativas [5]:
 - Concentración de ácido: 5%, Relación S/L: 1:10, Temperatura de trabajo: 50°C, Velocidad de agitación: 200-300 r.p.m, 1 gr de NaCl. Se trabaja a valores de pH mayores a 8, Tiempo de lixiviación: 1-4hs. Concentración de FeCl₃: 2%, 5% y 10%

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

3.1 Resultados caracterización química y mineralógica.

La caracterización de la muestra por duplicada expresada en M1 y M2 se observan en la Tabla 1, de la cual se puede distinguir que la muestra presenta una homogeneidad consistente. Con respecto a la caracterización mineralógica se plasma en la tabla 2, en donde se concluye que existen las especies minerales sulfuradas propias de concentrados de molibdeno.

Tabla 1- Composición Química de la muestra.

Elementos Mayoritarios		Mo	Cu	Fe	S										
Muestra	M1 (%)	39,53	0,97	6,12	18,36										
	M2 (%)	38,83	0,99	6,24	16,13										
Elementos Traza		Al	Na	K	Ni	Ag	Mn	Ca	Mg	Zn	Ba	Cd	As	Re	
Muestra	M1 (mg/L)	16,84	0,62	0,49	0,40	0,20	0,60	25,50	6,40	0,60	3,20	0,60	0,13	1,72	
	M2 (mg/L)	13,93	0,56	0,43	0,40	0,20	0,60	25,90	6,00	0,60	2,70	0,60	0,14	1,58	

Tabla 2- Composición mineralógica de la muestra.

Mineralogía M1		Mineralogía M2	
Especie Mineral	Fórmula	Especie Mineral	Fórmula
Molibdenita	MoS ₂	Molibdenita	MoS ₂
Calcopirita	CuFeS ₂	Calcopirita	CuFeS ₂
Calcosina	CuS ₂	Pirita	FeS ₂
Bornita	Cu ₅ FeS ₄		

3.2 Resultados lixiviación ácida.

En la figura 1 y 2 se observan los resultados de las variaciones de los parámetros operacionales de temperatura y concentración de reactivo, manteniendo las condiciones de relación sólido líquido de 1/10 a un pH mayor a 8 y velocidad de agitación de 200 rpm.

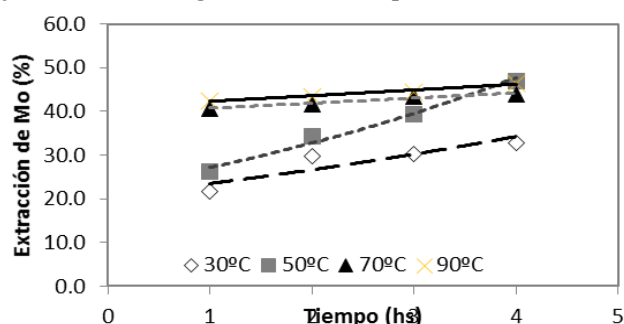


Figura 1- Efecto de la temperatura en la recuperación de Mo, Con Relación S/L =1/10, pH= mayor a 8, HCl=10%

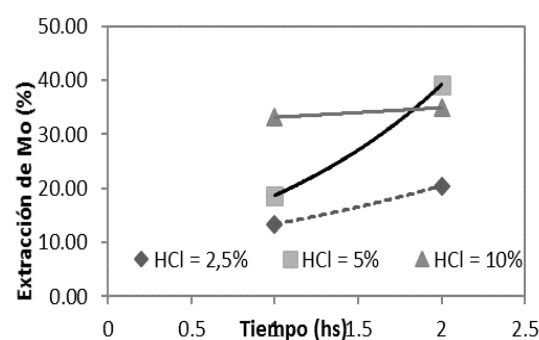


Figura 2- Efecto de la conc. de HCl en la recuperación de Mo, Con Relación S/L =1/10, pH= mayor a 8, T°C=50

En la figura 3 se puede distinguir el comportamiento de la variación de la relación sólido líquido manteniendo un pH mayor a 8 mantenido con NaOH, una concentración de 5% de HCl debido a que se observó una mayor recuperación del metal deseado así también como una temperatura de 50°C.

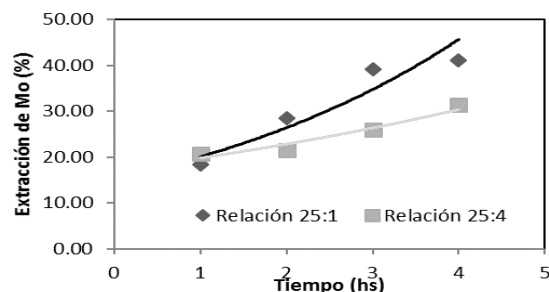


Figura 3. Efecto de la relación S/L en la recuperación de Mo, Con conc de HCl =5%, pH= mayor a 8, T°C=50

3.3 Resultados lixiviación alcalina.

En la figura 4, se contempla el comportamiento del concentrado frente a la lixiviación alcalina con NaOH al 20%, evaluando el comportamiento de la recuperación del metal deseado además se contrarresto con el arrastre de Cu, en función del tiempo a diferentes temperaturas.

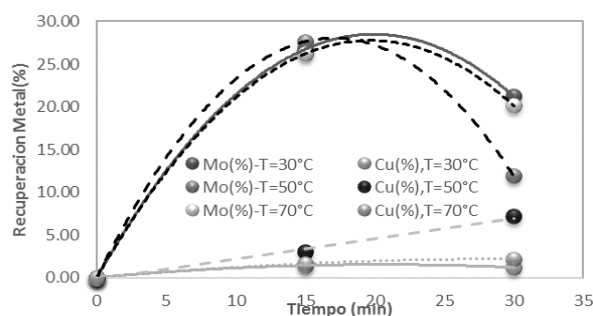


Figura 4. Efecto de la Temperatura en la recuperación de Mo y Cu, con conc de NaOH =20%, Relación S/L=1/5, a 200 rpm

Según los datos obtenidos en ambas lixiviaciones se puede observar que la mayor recuperación de Mo, se ha producido con un reactivo ácido de HCl al 5% a una temperatura de 50°C, y una relación sólido líquido de 1/10, por lo que se propone tomar estas condiciones operación y agregar un reactivo lixivante de FeCl₃, que podría incrementar la recuperación del metal deseado.

3.3 Resultados lixiviación redox.

En la figura 5, se plasma los resultados del proceso con variaciones de tiempo y concentración de FeCl₃, frente a la recuperación de Mo, con las condiciones de operación de máxima extracción obtenidas en la lixiviación ácida. En la figura 6 se realiza una comparación de ambos procesos hidrometalúrgicos y se puede observar que se produce una mayor recuperación de Mo con el agregado de FeCl₃ a un pH mayor a 8 controlando con NaOH, con un menor tiempo de operación, produciéndose la siguiente reacción química propuesta. Ec(1)



$$\Delta G^\circ (50^\circ\text{C}) = -1377.09 \text{ kcal/mol}$$

Esto se puede corroborar de acuerdo a los diagramas de Eh-pH de la figura 7, determinado experimentalmente durante el procesamiento de la lixiviación en donde el valor de Eh rondaba los =-0,127 Volt.

4. CONCLUSIONES

- Se comprobó que la variación de pH de trabajo tiene efectos significativos en el proceso de lixiviación en medio ácido. Está directamente relacionado con la estabilidad de los compuestos formados por Mo, Cu y Fe presentes en la muestra.
- La variación de la temperatura de operación tiene influencia la extracción de Mo a partir del concentrado estudiado. A temperaturas elevadas, la reacción de disolución no presenta cambios favorables, por el contrario, aumenta las dificultades operativas en los ensayos.
- Se comprueba que la variación de la relación S/L no produce efectos significativos en la recuperación

de Mo, por lo que se opta por una relación óptima de 1:10.

- Se estudió el efecto de la variación de la concentración de ácido utilizado, mostrando que a mayores concentraciones la reacción se apasiva, mientras que a menores concentraciones se tienen efectos positivos
- El uso de soluciones de FeCl_3 produce un efecto positivo en la lixiviación, ya que permiten alcanzar una mejor recuperación de Mo en menor tiempo de operación y permite una lixiviación selectiva del elemento deseado.

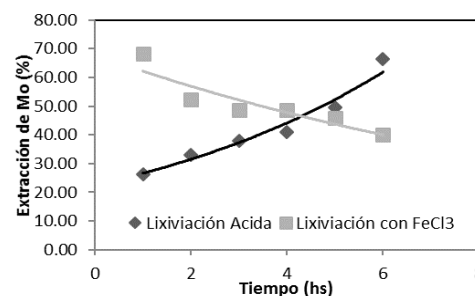
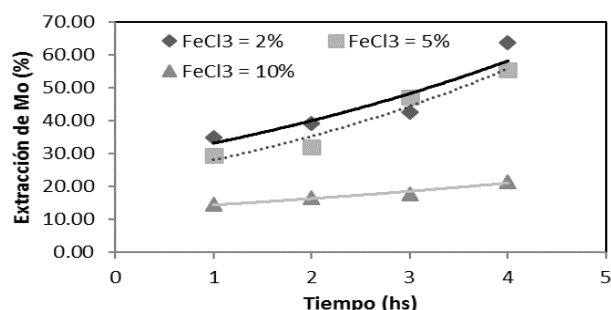


Figura 5- Efecto de la conc de FeCl_3 en la recuperación de Mo, Con Relación S/L =1/10, pH= mayor a 8, HCl=5%, T=50°C

Figura 6- Comparación de la extracción de Mo en ambas lixiviación ácida y redox , frente a tiempo

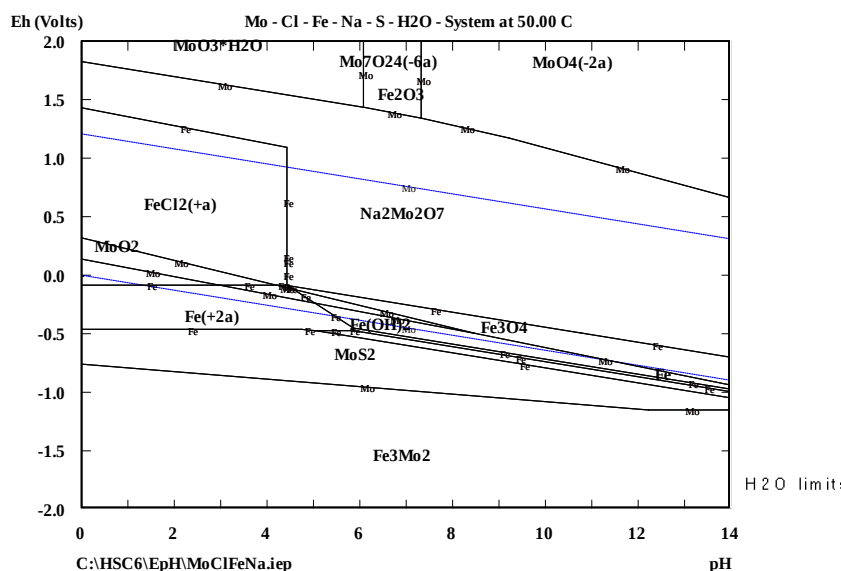


Figura 7- Diagrama Eh-pH del proceso de lixiviación con FeCl_3 .

5. REFERENCIAS

- [1]. Jiang, K.; Wang, Y.; Zou, X.; Zhang, L.; Liu, S. Extraction of molybdenum from molybdenite concentrates with hydrometallurgical processing. JOM, 64, (2012).1285–1289
- [2]. Padilla R, Letelier H, Ruiz Maria C. Kinetics of copper dissolution in the purification of molybdenite concentrates by sulfidation and leaching Hydrometallurgy 137 (2013), 78–83
- [3]. Zhan-fang Cao , Hong Zhong, Zhao-hui Qiu, Guang-yiLiu, Wen-xuan Zhang. A novel technology for molybdenum extraction from molybdenite concentrate Hydrometallurgy 99 (2009), 2–6
- [4]. Liu, Y., Zhang, Y., Chen, F., & Yi, Z. The Alkaline leaching of Molybdenite Flotation Tailings Associated with Galena Hydrometallurgy 129–130 (2012), 30–34

Joseph D. Lessard, Leonid N. Shekhter. Thermodynamic modeling of atmospheric hydrometallurgical removal of chalcopirite from molybdenite concentrates. Hydrometallurgy 150 (2014), 9–13

LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN DE MATA DE COBRE EN MEDIO ÁCIDO-CLORURO BAJO CONDICIONES AMBIENTALES

Castillo J., Sepúlveda R, Seida F., Araya G., Guzmán D.

Dpto. de Ingeniería en Metalurgia, Universidad de Atacama. Copiapó, Chile

* e-mail: Jonathan.castillo@uda.cl

RESUMEN

A continuación se muestran los resultados de un estudio para evaluar la factibilidad técnica de lixiviar metal blanco (mata de cobre), esto con el fin de generar un proceso alternativo de bajo costo y consumo de agua. Se evaluaron las variables concentración de ácido sulfúrico, ión férrico y ión cloruro (adicionado como NaCl). Los resultados indicaron que se obtienen recuperaciones sobre el 90%, lo que indica que técnicamente es factible lixiviar la mata de cobre bajo las condiciones en estudio.

Palabras Claves: Metal blanco, Cloruro, Presión atmosférica, Temperatura ambiente.

LEACHING BY AGITATION OF COPPER MATTE IN ACID-CHLORIDE MEDIUM UNDER ENVIRONMENTAL CONDITIONS

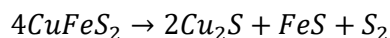
ABSTRACT

Below are the results of a study to evaluate the technical feasibility of leaching white metal (copper matte), this in order to generate an alternative process of low cost and water consumption. The variables concentration of sulfuric acid, ferric ion and chloride ion (added as NaCl) were evaluated. The results indicated that recoveries are obtained over 90%, which indicates that it is technically feasible to lixiviate the copper mat under the conditions under study.

Keywords: white metal, Chloride, Atmospheric pressure, Room temperature.

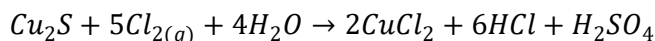
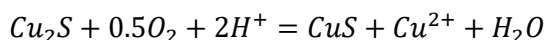
1. INTRODUCCIÓN

El metal blanco es considerado un sulfuro sintético de calcosina (Cu_2S) producido en reactores de fusión como el Convertidor Teniente (CT) y Noranda, y cuya ley promedio de cobre es de 73%. Químicamente se forma por la descomposición térmica de concentrados ricos en minerales como la calcopirita [1], produciendo una mezcla homogénea de sulfuro de cobre y sulfuro de hierro, además de gases ricos en dióxido de azufre, tal como se muestra a continuación.



Posteriormente el metal blanco es enviado a los convertidores Peirce Smith para ser transformado en cobre blíster [2]. El proceso de conversión de mata de cobre en reactores Peirce Smith, es un proceso batch, y generalmente constituye un cuello de botella en las fundiciones de cobre, por lo cual se han propuestos tratamientos alternativos como es el caso de la lixiviación [3].

La mayoría de los estudios encontrados en literatura, estudia la lixiviación del metal blanco (o calcosina), lo ha realizado a elevadas temperaturas y presiones, o con la ayuda de agentes lixiviantes muy enérgicos, como es el caso del gas cloro, estos mecanismos se pueden apreciar en las siguientes ecuaciones [3][4].



El presente trabajo, pretende mostrar una alternativa de lixiviación del metal blanco, que resulte más factible de realizar a nivel industrial, ya sea porque emplea agua de mar en el proceso, y porque se realiza en condiciones medioambientales; esto supone un ahorro en el consumo de agua fresca y un proceso más económico, ya que

los procesos a elevadas presiones y temperatura, resultan ser muy caros de implementar.

2. PARTE EXPERIMENTAL

Las muestras de metal blanco empleadas en el estudio fueron facilitadas por la Fundación Hernán Videla Lira, corresponden a semi-esferas con un diámetro aproximado de 8 cm, tomadas durante aproximadamente 1 mes de operación. Las muestras de metal blanco fueron sometidas a operaciones de reducción de tamaño y clasificación, dejando un polvo fino 100% inferior a los 74 μm . El análisis químico por absorción atómica entregó una ley de 74,16 % de cobre y 2 % de Fe; un análisis por difracción de rayos X (XRD), determinó que las especies principales fueron calcosina, espinel y cristobalita.

Las pruebas batch de lixiviación del metal blanco se realizaron en un reactor de 5,5 L de capacidad, con una agitación de 400 rpm, se agregaron 2,5 g de sólido, el tiempo de lixiviación fue de 4 días, por último las pruebas se realizaron a temperatura y presión ambiente (22 °C y 1 atm). Las variables en estudio se muestran en la Tabla 1.

Tabla 1. Variables en estudio.

Variable	Rango
H ₂ SO ₄ [g/L]	10-50
Fe ²⁺ [g/L]	0-10
NaCl [g/L]	0-210

Las muestras líquidas fueron filtradas y analizadas por absorción atómica, y los residuos sólidos fueron secados y analizados por absorción atómica y XRD.

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

3.1 Línea base

Se estudió la disolución del metal blanco en un ambiente ácido (H₂SO₄) sin la adición de agentes oxidantes y con esto establecer una línea base comparativa. El resultado de la línea base se muestra en la Figura 1.

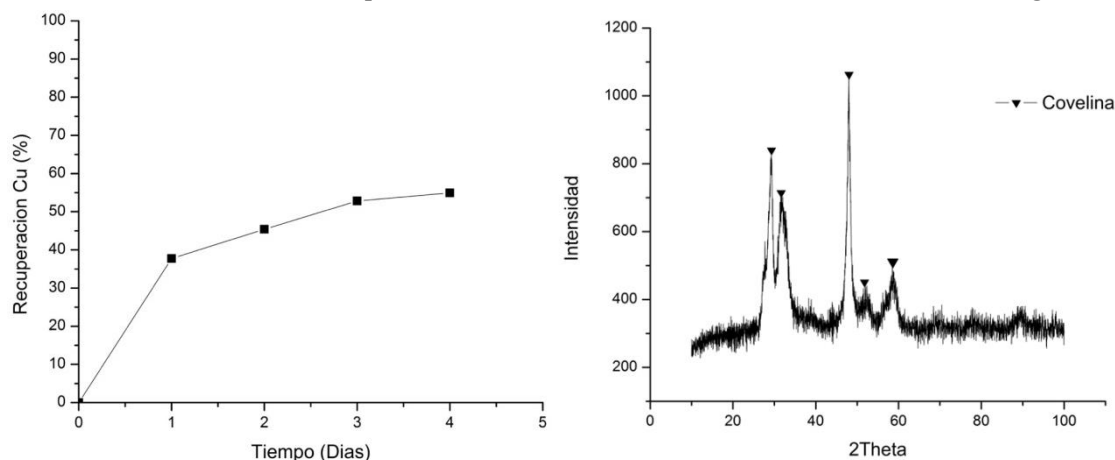


Figura 1. Línea base de lixiviación.

La Figura 1, muestra claramente un resultado bastante esperable, ya que en ausencia de agente oxidante, la lixiviación de sulfuros debería ser lenta y con una baja eficiencia (55%), por lo tanto el resultado es coherente a los reportes encontrados en literatura. El análisis de los residuos, también arrojó un resultado bastante esperable, ya que se obtuvo como especie, el compuesto covelina (CuS), el cual es una especie intermedia en la lixiviación del metal blanco.

3.2 Efecto de ión Fe³⁺

A pesar que el metal blanco contiene un 2% de hierro, la adición de ión férrico como agente oxidante ayuda a la

lixiviación del metal blanco, esto en base a la comparación con la línea base. La Figura 2 muestra recuperación de cobre contenido en metal blanco en una solución con 20 g/l de H_2SO_4 , y agitación de 400 rpm para concentraciones de Fe^{3+} de 1, 4 y 10 g/l. Los resultados del efecto del ión férrico se pueden apreciar en la Figura 2.

La adición de un agente oxidante tuvo efectos positivos en la lixiviación de la mata de cobre, ya que la disolución aumentó hasta un 75,3%, presentando un aumento porcentual de 18,6 para el mejor de los casos. Se observa que la concentración de ion férrico influye directamente en la disolución del cobre, es decir, a menor concentración, menor disolución y viceversa, sin embargo, un aumento significativo de esta concentración, no necesariamente se traduce en una mayor recuperación, como en este caso, a 4 y 10 g/l de ion férrico se obtuvieron las mismas recuperaciones finales. Respecto al residuo obtenido, este está compuesto principalmente por covelina y además ahora se detecta la presencia de azufre elemental, cumpliéndose el mecanismo de disolución químico típico de la formación de azufre elemental en presencia de agente oxidante.

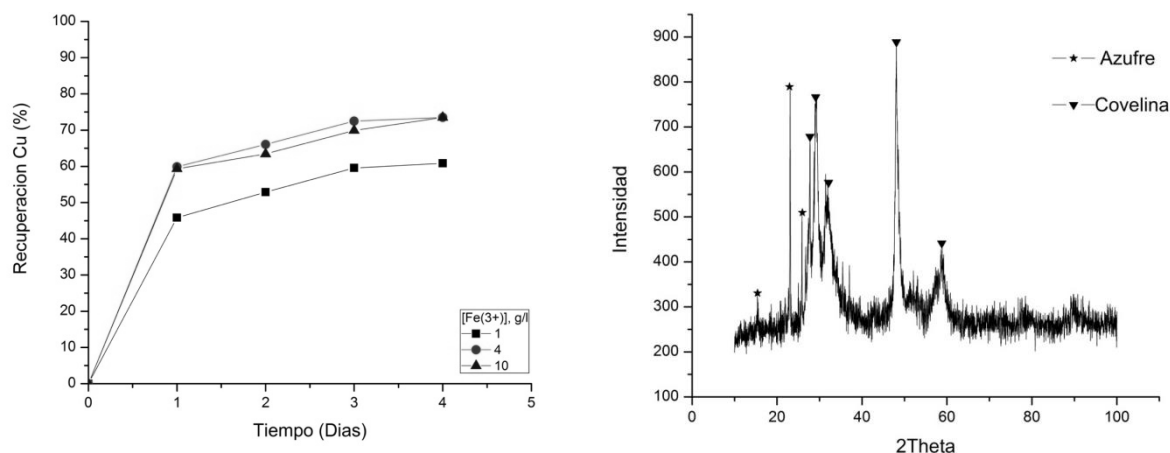


Figura 2. Efecto del ión Fe^{3+} . Recuperación y residuos

3.3 Efecto de ión Fe^{3+} en soluciones cloruradas

Un efecto interesante del efecto del agente oxidante, es probar el sistema en soluciones cloruradas, ya que esta opción pasa a ser un acercamiento al uso de agua de mar en lixiviación. Las concentraciones de ión férrico son las mismas que en el caso anterior, pero ahora se simula una solución de lixiviación compuesta de agua de mar y ácido sulfúrico (20 g/l de H_2SO_4 y 30 g/l de NaCl). Según la figura 3, se puede observar en este set de pruebas no se presenta un estancamiento en la cinética tan evidente como en los casos anteriores, esto da cuenta del efecto positivo que tuvo la inclusión de ion cloruro en la lixiviación, aumentando su cinética y recuperación para todas las concentraciones de ion férrico, llegando a valores de 88,7%. Respecto al análisis de los residuos, el patrón de difracción es bastante similar al sistema anterior, sin embargo, las intensidades de las especies detectadas son mayores, especialmente la del azufre elemental, resultado concordante a las mayores recuperaciones de cobre.

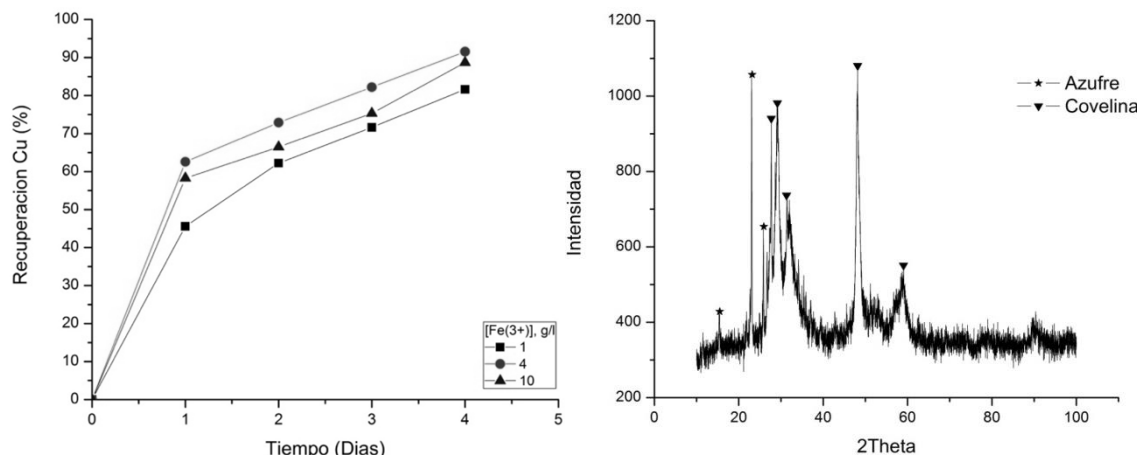


Figura 3. Efecto del ión Fe^{3+} en soluciones cloruradas. Recuperación y residuos

4. CONCLUSIONES

De acuerdo a los antecedentes y resultados expuestos sobre la lixiviación de metal blanco se concluye lo siguiente:

En términos generales, se pudo corroborar que bajo las condiciones experimentales empleadas en este estudio, la lixiviación de metal blanco ocurrió en dos etapas (tal como lo describe la literatura), donde la primera consistió en la transformación de calcosina a covelina y cobre disuelto, y la segunda en la transformación de covelina a cobre disuelto y azufre elemental, siendo la primera etapa en promedio 5 veces más rápida que la segunda. La disolución de metal blanco mediante una solución lixivante solamente conteniendo ácido sulfúrico fue posible de forma parcial, completándose la primera etapa de disolución, no así la segunda etapa, esto queda en evidencia con el estudio de rayos X, que sólo muestra azufre elemental. La inclusión de ion férrico como agente oxidante tuvo efectos positivos, especialmente en la segunda etapa de disolución, aumentando la recuperación de cobre cerca de un 30% en comparación con una lixiviación en ausencia del oxidante. La inclusión de ion cloruro, junto con el ion férrico, tuvo efectos positivos en la recuperación de cobre, aumentando cerca de un 40% en comparación con una lixiviación en ausencia de ambos agentes. Se atribuye el efecto positivo del ion cloruro a que en este sistemas el cobre se puede estabilizar el ion cuproso formando el complejo CuCl_3^{2-} , el cual sería responsable del aumento en la recuperación.

5. REFERENCIAS

- [1]. Schlesinger ME, King MJ, Sole KC, Davenport WG, Schlesinger ME, King MJ, Sole KC, and Davenport WG, "Chapter 5 – Matte Smelting Fundamentals" Extractive Metallurgy of Copper. Elsevier, p. 73–88.
- [2]. Schlesinger ME, King MJ, Sole KC, and Davenport WG, "Chapter 8 - Converting of Copper Matte" Extractive Metallurgy of Copper (Fifth Edition). Oxford: Elsevier, p. 127–153.
- [3]. Ruiz MC, Gallardo E, and Padilla R, Hydrometallurgy 2009;100 (1–2): 50–55.
- [4]. Herreros O, Quiroz R, and Viñals J, Hydrometallurgy 1999;51 (3): 345–357.

IMPLEMENTACIÓN DE UN SISTEMA DE CONTROL AUTOMÁTICO PARA LAS CELDAS COLUMNARES DE FLOTACIÓN EN SCM ATACAMA KOZAN

Jorge Romero¹, José González¹, Marco Machuca¹, Rodrigo Salgado¹, José Fritis¹

1: División Planta, Gerencia de Operaciones, SCM Atacama Kozan

* e-mail: jorgeromero@atacamakozan.cl, jorgerom_met@yahoo.com

RESUMEN

Se ha realizado la habilitación, puesta en servicio y ajuste fino de un sistema de control automático para las celdas de flotación columnar en la planta concentradora de Sociedad Contractual Minera (SCM) Atacama Kozan, el cual tiene como objetivo disminuir la variabilidad en el proceso productivo y asegurar un producto final con características y calidad de venta constante. Se realizó el levantamiento inicial o línea base del diseño original de las celdas columnares, su lógica de operación, la variabilidad del proceso, las fallas principales y finalmente su influencia en la calidad del producto o concentrado final. Se observó que bajo las condiciones originales, la variabilidad en el nivel de espuma era muy alta y que sumado a la variabilidad en la ley de alimentación a la planta concentradora, afectaba directamente la calidad del producto o concentrado final (ley de CuT). El sistema de control automático propuesto abarcó el diseño, instalación, habilitación, puesta en marcha y ajuste fino de controladores lógicos para las variables nivel o colchón de espuma de concentrado, presión de aire inyectado y finalmente caudal de agua de lavado para la espuma de concentrado. Se realizó preliminarmente su diseño e instalación, luego la habilitación se realizó durante un mantenimiento programado y finalmente la puesta en marcha y ajuste fino fue durante los primeros tres meses de funcionamiento después de retomar la operación. Así, al final del ciclo de ajuste fino del sistema se observó una disminución notable de la variabilidad del proceso, sobretodo en el nivel de espuma o colchón de concentrado, permitiendo así obtener una concentración y calidad del producto final más estable y constante, respectivamente; independiente de las propiedades del mineral alimentado.

Palabras Claves: Control automático, variabilidad, celda de flotación columnar

ENABLING OF AN AUTOMATIC CONTROL SYSTEM FOR COLUMNAR FLOTATION CELLS AT SCM ATACAMA KOZAN

ABSTRACT

The enabling, commissioning and fine tuning of an automatic control system for the columnar flotation cells in the concentration plant at Atacama Kozan has been carried out, which aims to reduce the variability in the productive process and ensure a final product with properties and quality of constant sale. The initial survey or baseline for the original columnar cells design, current operative logic controllers, variability of the process, main faults and finally its influence on the quality of the final product or concentrate were carried out. It was observed that under original conditions the variability in the froth level was very high, which together to the variability in the mineral feed grade of the concentration plant affected directly the final concentrate quality (i.e. CuT grade). The proposed automatic control system included design, installation, enabling, commissioning and fine tuning of the programmable logic controllers for the concentrate froth level, injected air pressure and finally washing water flow for the concentrate froth. The design and installation were preliminarily carried out, then enabling was done during a scheduled maintenance and finally the commissioning and fine tuning were developed during the first three months of operation after restarting the concentration plant. Thus, at the end of the fine tuning cycle of the system a remarkable decrease in the variability of the process was observed, especially in the concentrate froth level allowing to obtain a concentration and quality of the final product more stable and permanent, respectively; independent of the properties associated to the mineral fed.

Keywords: Automatic control, variability, columnar flotation cell

1. INTRODUCCIÓN

Sociedad Contractual Minera Atacama Kozan, localizada en la comuna de Tierra Amarilla, región de Atacama, Chile, pertenece al rango de la mediana minería del cobre dedicada a la explotación y tratamiento de minerales sulfurados de este metal mediante procesos seguros y amigables con el medio ambiente, para obtener

finalmente un concentrado de alta pureza con venta a fundiciones nacionales o internacionales [1]. La planta concentradora de SCM Atacama Kozan tiene por objetivo procesar el mineral proveniente desde mina, a través de etapas sucesivas de conminución o “reducción de tamaño”, concentración por flotación, espesamiento, filtrado y disposición de relaves, de tal manera de obtener un concentrado de cobre con ley sobre 28% en CuT y seco (humedad bajo 10% base seca).

El presente estudio se centró en la etapa de concentración por flotación, la cual es realizada mediante etapas sucesivas con el objetivo de ir limpiando el concentrado hasta alcanzar la ley de cobre deseada. La primera etapa de concentración corresponde a “rougher” o recuperadora, cuya alimentación proviene de la molienda – clasificación precedente. El concentrado “rougher” se une al concentrado de repaso o “scavenger”, los cuales forman un concentrado primario que descarga en el sumidero de remolienda. A partir de este sumidero, el concentrado es impulsado hacia la batería de hidrociclones resultando en un “overflow” o producto fino que alimenta por gravedad la etapa de limpieza o “cleaner”, mientras que el “underflow” o producto grueso retorna a la alimentación del molino de remolienda, manteniendo un circuito cerrado. La etapa de limpieza es realizada por 2 celdas columnares de 1,86 y 12,6 [m] de diámetro y altura, respectivamente; las cuales se encuentran dispuestas de manera paralela. El concentrado de las columnas o “cleaner” corresponde al producto final del proceso, mientras que el relave cleaner retorna a la etapa de repaso o “scavenger”. Finalmente, el relave “scavenger” retorna a la etapa “rougher”, mientras que el relave “rougher” corresponde al relave final. El diagrama de flujos de la concentración se detalla en la Figura 1.

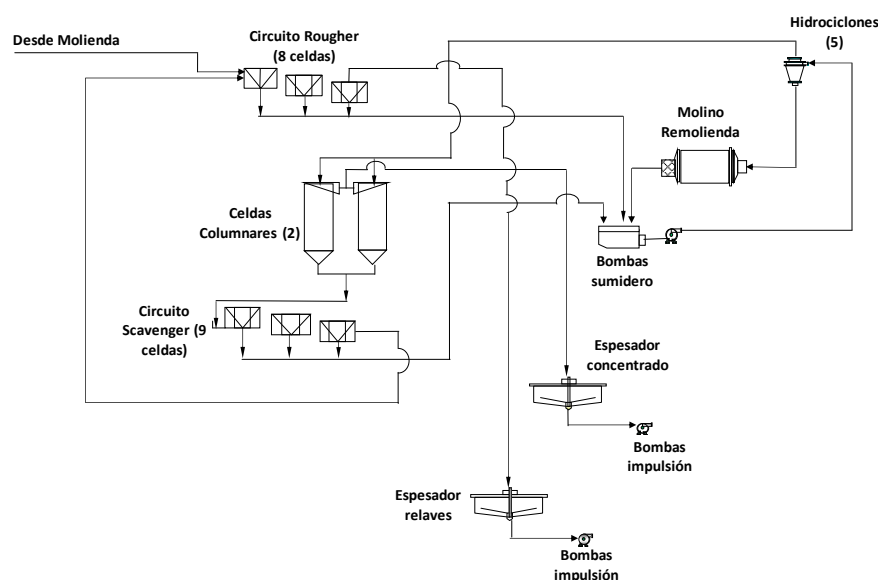


Figura 1. Diagrama de flujos en la planta concentradora de SCM Atacama Kozan.

El sistema de control original de las celdas de flotación columnar solo constaba de un controlador local manual tipo PID (Proporcional, Integral, Derivativo) para el control del nivel de espuma de concentrado, el cual se localizaba físicamente a un costado de cada celda columnar y sobre el cual no se tenía un monitoreo en línea de las variables asociadas al control propiamente tal, ni tampoco un registro digital temporal (tendencias). Las variables presión de aire inyectado y caudal de agua de lavado se controlaban solamente manipulando la válvula de control respectiva, sin tener ningún tipo de controlador y monitoreo en línea. Esto provocaba que el operador de terreno tuviese que gastar mucho tiempo en ajustar manualmente dichas variables, sin tener posibilidad de realizar análisis del proceso de manera integral. De igual manera, el operador de la sala de control planta al no tener monitoreo en línea ni tendencias de las variables operacionales, el análisis del proceso resultaba muy pobre. Así, al momento de analizar el proceso y querer realizar mejoras u optimizaciones respectivas, no se contaba con la información necesaria para ello. Posteriormente, todo lo anterior tenía como consecuencia una variabilidad elevada del nivel de espuma de concentrado, control deficiente en la presión del

aire inyectado y agua de lavado, lo que se traduc a finalmente en una calidad de concentrado muy variable.

La Figura 2 muestra el nivel de espuma alcanzado por ambas columnas utilizando el PID original, donde cada valor fue proporcionado directamente por el operador en terreno al no contar con registro ni tendencias en l nea. Se observa claramente la variabilidad elevada que presenta el nivel de espuma, alcanzando una desviaci n est ndar de 7 y 10 [cm] para las columnas 45 y 46, respectivamente.

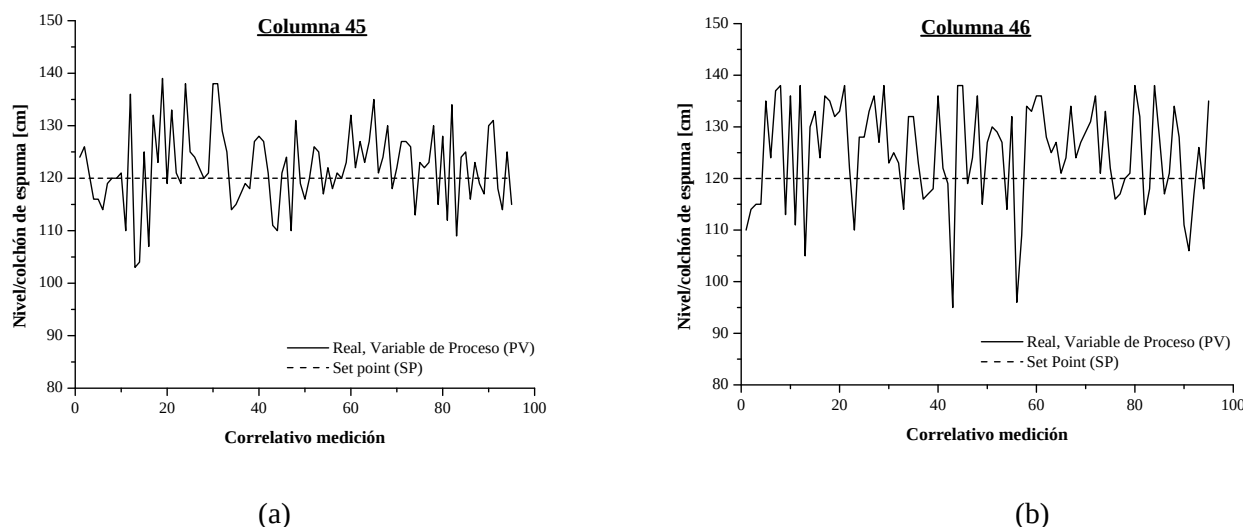


Figura 2. Niveles de espuma en (a) columna 45 y (b) columna 46 previos a la implementaci n del sistema de control autom tico.

2. IMPLEMENTACI N DEL SISTEMA DE CONTROL

El sistema de control autom tico propuesto abarc  el dise o, instalaci n, habilitaci n, puesta en marcha y ajuste fino de controladores l gicos para las variables nivel o colch n de espuma de concentrado, presi n de aire inyectado y finalmente caudal de agua de lavado para la espuma de concentrado. Se realiz  preliminarmente su dise o y su instalaci n, el cual se esquematiza en el diagrama de la Figura 3.

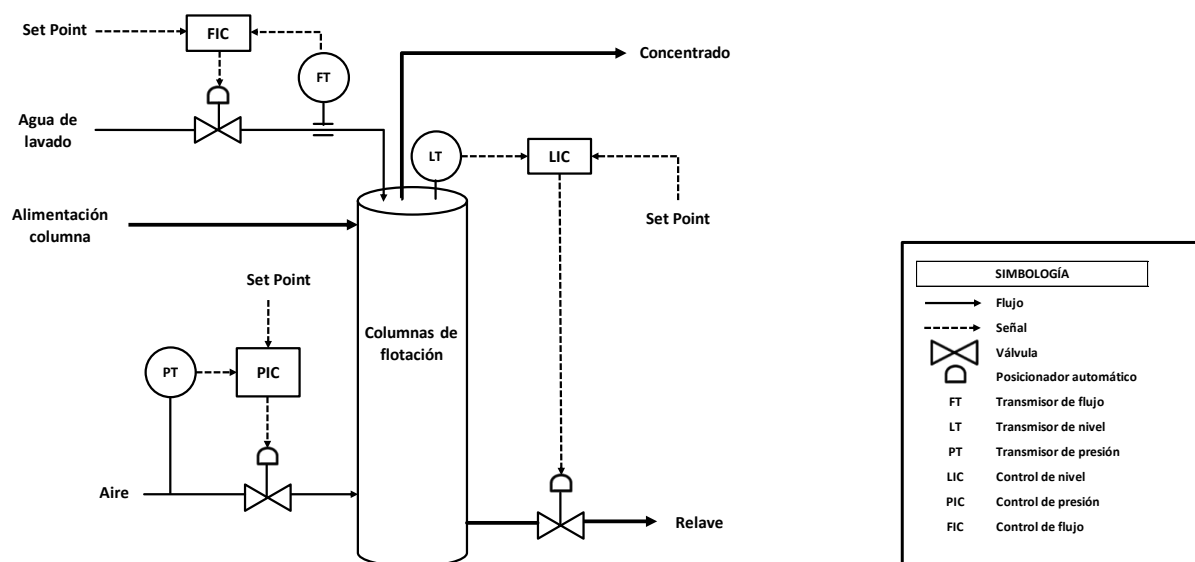


Figura 3. Diagrama del control autom tico implementado en las celdas de flotaci n columnares.

En la Figura 3 se observan específicamente los tres controladores automáticos a implementar, correspondientes al flujo de agua de lavado FIC (“Flow Indicating Controller”), presión de aire inyectado PIC (“Pressure Indicating Controller”) y nivel de espuma LIC (“Level Indicating Controller”). La simbología dispuesta en el diagrama se detalla en cuadro de simbología adjunto al mismo, siendo relevante indicar que línea continua indica flujo y línea punteada señal eléctrica, respectivamente.

Los instrumentos de campo, actuadores y las variables asociadas a cada controlador automático se describen en la Tabla 1. Cada controlador automático trabaja de una manera análoga, es decir, el operador de sala de control ingresa el valor de la variable deseada “SP” y luego siguiendo la lógica de programación, el sistema de control ajusta el valor real de la variable “PV” al valor deseado mediante la abertura o cierre de las válvulas de control correspondientes, denominadas actuadores.

Tabla 1. Instrumentos, equipos de campo y variables asociadas a cada controlador automático.

Controlador automático	Instrumentación de campo	Actuador	Variables asociadas
FIC	Flujómetro ultrasónico	Válvula neumática con control automático tipo “pinch”	- “Set Point, SP”, correspondiente al flujo volumétrico de agua de lavado deseado por la operación. Su unidad es [m³/h]. - “Process Variable, PV”, correspondiente al flujo volumétrico de agua de lavado real. Su unidad es [m³/h]. - “Control Variable, CV”, correspondiente a la abertura real de la válvula de control automática. Su unidad es [%].
PIC	Transductor/transmisor de presión	Válvula neumática con control automático tipo “globo”	- “Set Point, SP”, correspondiente a la presión de aire inyectado a la columna deseado por la operación. Su unidad es [psi]. - “Process Variable, PV”, correspondiente a la presión de aire inyectado real. Su unidad es [psi]. - “Control Variable, CV”, correspondiente a la abertura real de la válvula de control automática. Su unidad es [%].
LIC	Transductor/transmisor ultrasónico de nivel	Válvula neumática con control automático tipo “pinch”	- “Set Point, SP”, correspondiente al nivel o colchón de espuma de concentrado en las columnas deseado por la operación. Su unidad es [cm]. - “Process Variable, PV”, correspondiente al nivel o colchón de espuma de concentrado en las columnas real. Su unidad es [cm]. - “Control Variable, CV”, correspondiente a la abertura real de la válvula de control automática. Su unidad es [%].

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Los resultados obtenidos después de la implementación del sistema de control automático en las celdas columnares se describen en las Figuras 4 y 5, correspondientes a los niveles de espuma, presión de aire inyectado y flujo de agua de lavado, respectivamente. En la Figura 4 se puede observar claramente que el ajuste alcanzando por el nivel real de espuma de concentrado (PV) en relación a lo deseado (SP) fue bastante bueno y notablemente mejor que el control antiguo, pasando a tener desviaciones estándar de 1 y 2 [cm] para las columnas 45 y 46, respectivamente. En relación a la Figura 5, se puede mencionar que la presión de aire inyectado y flujo de agua de lavado real (PV) en la columna 45, también se ajustaron de buena manera en relación a diferentes valores deseados (SP). Las desviaciones medias observadas respecto a sus valores deseados correspondieron a 1 [psi] y 0,2 [m³/h], para la presión de aire inyectado y flujo de agua de lavado, respectivamente.

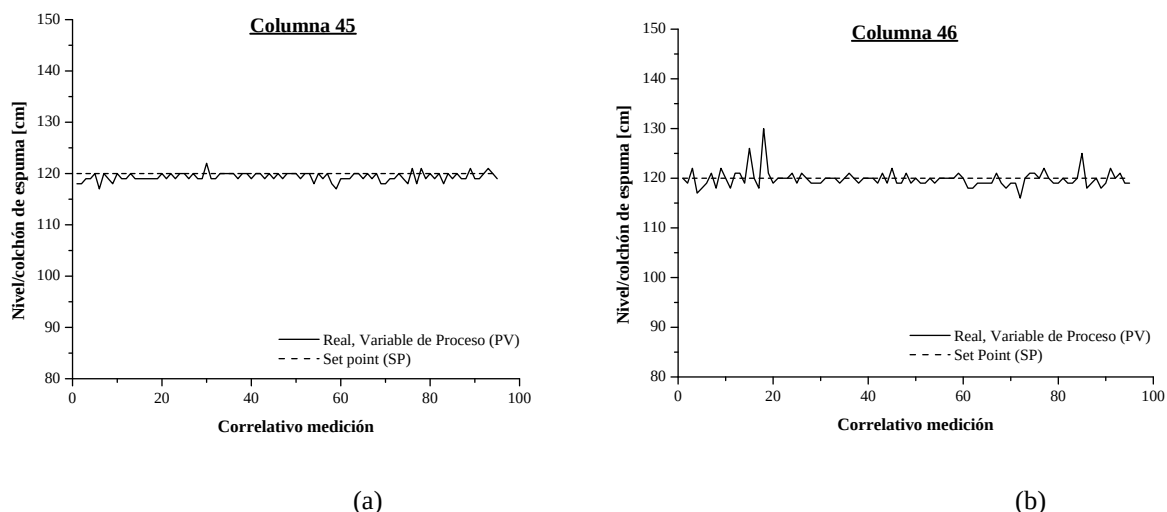


Figura 4. Niveles de espuma en (a) columna 45 y (b) columna 46 obtenidos utilizando control automático.

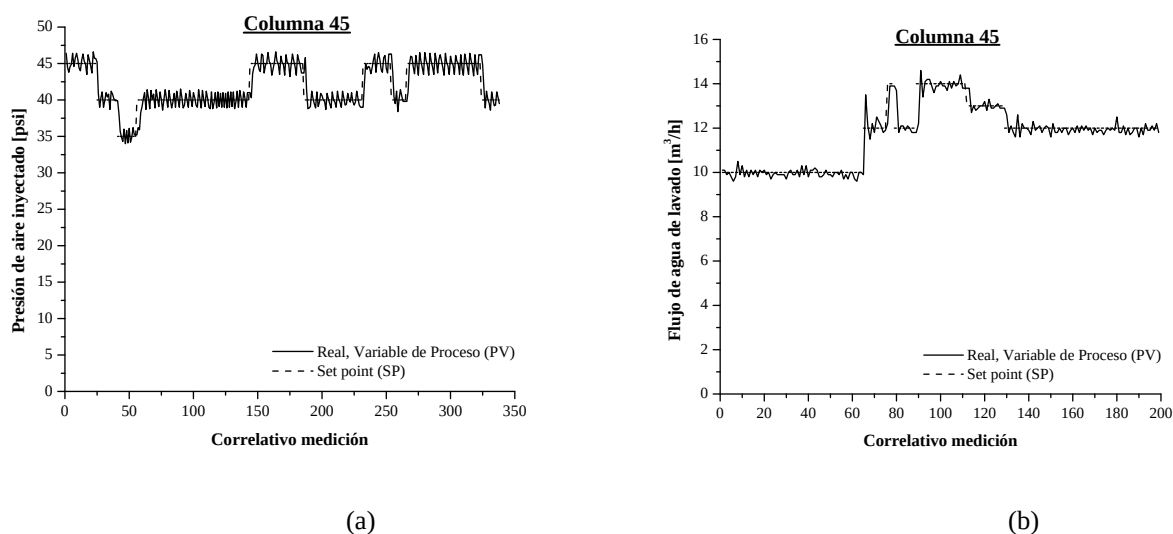


Figura 5. Variables operacionales en columna 45, (a) presión de aire inyectado y (b) flujo de agua de lavado.

4. CONCLUSIONES

Se ha implementado un sistema de control automático para las celdas de flotación columnares, correspondientes al nivel o colchón de espuma de concentrado, presión de aire inyectado y finalmente agua de lavado para espuma de concentrado. Este sistema mejoró notablemente la estabilidad de la operación, traducido en la disminución de la variabilidad y desviación estándar del nivel de espuma de concentrado y un control ajustado entre las presiones de aire inyectado y agua de lavado de concentrado deseado (SP) respecto a las reales (PV). Esta mejora en la estabilidad operacional permitió obtener un producto final con características y propiedades homogéneas en el tiempo, independiente de las propiedades del mineral alimentado.

5. REFERENCIAS

- [1]. Plan estratégico SCM Atacama Kozan 2017 – 2020: Definición de misión, 2016, p. 8.

MODELO TERMODINÁMICO DE CONVERTIDOR TENIENTE

Castillo J., Infante S., Sepúlveda R.

Dpto. de Ingeniería en Metalurgia, Universidad de Atacama. Copiapó, Chile

* e-mail: Jonathan.castillo@uda.cl

RESUMEN

El procesamiento pirometalúrgico de concentrados de cobre involucra el uso de reactores químicos que trabajan a elevadas temperaturas (1250 °C), un ejemplo de este tipo de reactores es el Convertido Teniente (CT). La operación del CT involucra una serie de variables de operación como por ejemplo enriquecimiento de oxígeno, cantidad de fundente, composición mineralógica de mezclas de concentrados, adición de carga circulante, entre otros. Predecir el comportamiento del CT es fundamental para una óptima operación, por lo cual se elaboró un modelo termodinámico para determinar un balance de masa y calor lo más realista posible, incorporando datos de operación reales y cálculos teóricos (termodinámica), el resultado es un modelo matemático que ayudará en la toma de decisión y la optimización del trabajo a los operadores del Convertidor Teniente.

Palabras Claves: Balance de masa, Balance de energía, Entalpía, Convertidor Teniente.

THERMODYNAMIC MODEL OF TENIENTE CONVERTER

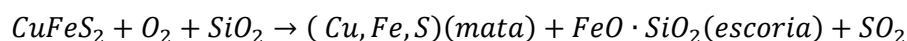
ABSTRACT

The pyrometallurgical processing of copper concentrates involves the use of chemical reactors that work at high temperatures (1250 °C), an example of this type of reactor is the Converted Lieutenant (CT). The operation of the CT involves a series of operating variables such as oxygen enrichment, amount of flux, mineralogical composition of concentrate mixtures, addition of circulating load, among others. Predicting the behavior of CT is essential for optimal operation, so a thermodynamic model was developed to determine a mass and heat balance as realistic as possible, incorporating real operation data and theoretical calculations (thermodynamics), the result is a model mathematical that helps in the decision making and optimization of the work to the Teniente Converter operators.

Keywords: Mass balance, Energy balance, Enthalpy, Teniente Converter.

1. INTRODUCCIÓN

En términos generales la vía más común para obtener cobre en estado puro a partir de menas minerales, es el tratamiento a elevadas temperaturas, esto se denomina pirometalurgia. La pirometalurgia es usada a menudo para el tratamiento de minerales sulfurados de cobre-hierro-azufre o cobre-azufre de baja ley (0,5-2% de Cu). Los minerales de cobre son concentrados vía flotación, posteriormente son fundidos a temperaturas cercanas a los 1250 °C en condiciones oxidantes, obteniendo cobre blíster [1]. La reacción típica de fusión de un compuesto sulfurado de cobre es la que se aprecia a continuación [2]:



La reacción muestra como un mineral sulfurado típico de la minería del cobre (calcopirita), se descompone a elevadas temperaturas y se obtienen tres productos, el primero de ellos es una mezcla sulfurada de cobre-hierro, que se denomina mata de cobre; el segundo es una fase vítrea-oxidada denominada escoria, y el tercer componente son los gases ricos en SO₂. Otros minerales sulfurados de cobre de importancia comercial son la calcosina, enargita, covelina y bornita. El tratamiento de concentrados de cobre vía procesos pirometalúrgicos es cercana al 70% de la producción mundial de cobre refinado [3].

A nivel mundial existen diversas tecnologías para el procesamiento pirometalúrgico de concentrados de cobre, tales como: Flash, Mitsubishi, Vanyukov, Convertidor Teniente, convertidor Noranda y el reciente SKS, a pesar de este hecho, los principios fundamentales de operación son bastante similares, se inyecta concentrado, aire u oxígeno industrial (a menudo es una mezcla de ambos), fundente, y en algunos casos combustible [4] [5].

Independiente del tipo de reactor que se emplee, debido a la gran cantidad de parámetros que se deben manejar para controlar el proceso de fusión, es necesario contar con herramientas de apoyo a la operación, tal como software, en este sentido, el presente artículo muestra la metodología para implementar y validar un modelo termodinámico de Convertidor Teniente.

2. PARTE EXPERIMENTAL

El modelo propuesto considera un esquema de cálculo que involucra un balance de masa y un balance de energía de manera secuencial, lo que da como resultado preliminar, si existe un exceso o déficit energético, en función de este resultado permite estimar la carga óptima a fundir y determinar si hay exceso o déficit energético. El esquema del modelo se muestra en la figura 1.

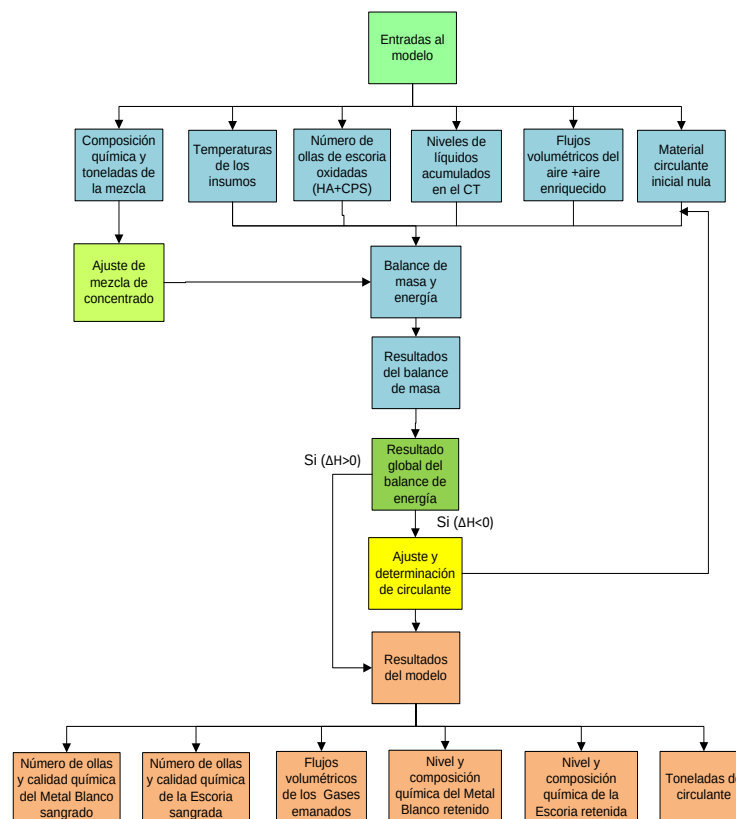


Figura 1. Esquema del modelo CT.

El modelo necesita de ciertos parámetros para comenzar a funcionar, estos se obtienen los reportes operaciones generados en planta, por lo tanto, la precisión de estos reportes será crucial para obtener resultados representativos y que puedan ser validados posteriormente. La lista de parámetros operaciones se muestra en la Tabla 1.

Tabla 1. Parámetros operacionales utilizados en el modelo CT.

Entrada	Salidas	
Alimentación	Metal blanco	Escoria
Concentrado seco	Producción	Producción
% soplado	Ley de Cu	Ley de Cu
Flujo aire soplado		Ley SiO ₂
% enriquecimiento		
Flujo de aire enriquecido		

Posteriormente, el modelo se puede programar con ciertos supuestos, estos son: nivel de líquidos, eficiencia de aire de garr-gun, eficiencia de reacción del aire, espesor de refractarios, peso de ollas y circulante al inicio del ciclo de cálculo.

A continuación, se realiza el ajuste de mezcla en base a la composición de diversos concentrados. Junto a ingresar la composición mineralógica de los diversos concentrados, el software debe determinar la composición de las mezclas de los diferentes concentrados, ya que se debe tener una composición elemental específica en base al cobre, hierro y azufre.

Una vez recopilados todos los antecedentes necesarios, se realiza el balance de masa, el cual considera como entradas el flujo concentrado, el fundente, el material circulante (frío y caliente), y como salidas considera el metal blanco, la escoria y los gases. En forma similar, el balance de energía considera todas las contribuciones (positivas y negativas) de calor, en cuanto a las pérdidas de calor se consideran los mecanismos clásicos de convección, conducción y radiación, los cuales son estimados a partir de termografías. Obviamente el balance de masa y energía consideran los cálculos en moles de una sustancia, pero debido a que es un modelo pensado para ser utilizado en la industria, los volúmenes de material se expresan en número de ollas, donde una olla de metal blanco tiene una masa de 33 ton y una olla de escoria 40 ton.

Tanto el balance de energía, como el de masa, consideran reacciones químicas, las cuales son clasificadas en: descomposición, oxidación, secundarias, formación de escoria y reducción, estas dependerán netamente de la mineralogía de la mezcla de alimentación.

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Una vez modelado el problema del Convertidor Teniente, se procedió a “alimentarlo” con datos reales, con el fin de obtener resultados y validar el modelo propuesto. Los datos se obtuvieron de la fundición de Potrerillos, perteneciente a la división Salvador de la empresa estatal chilena CODELCO. Los datos utilizados en la validación del modelo, incluyeron 23 turnos de operación (8 horas c/u), los cuales fueron seleccionados desde un universo mucho más amplio, y donde sólo se consideraron los turnos cuya operación no fue afectada por eventos anómalos, como detenciones, giro del CT, problemas de soplado, mantenciones, entre otros.

Se analizaron los resultados que entrega el modelo, las cuales son: número de ollas de metal blanco y escoria, ley de magnetita en metal blanco y escoria, ley de cobre y hierro en la escoria y carga circulante. Los resultados más relevantes se muestran en las figuras 2 y 3.

Los resultados obtenidos, muestran que el modelo predice muy bien la tendencia de los datos operacionales, a pesar que en algunos casos el error está por sobre el 10%, se aprecia que el modelo implementado logra seguir la tendencia de una operación industrial.

En cuanto a la producción (expresada en ollas de metal blanco), la figura 2 muestra que el modelo logra predecir en gran medida la cantidad de ollas de material fundido, destacándose la estimación de escorias, donde la operación muestra una importante variabilidad, y el modelo logra predecir este errático comportamiento.

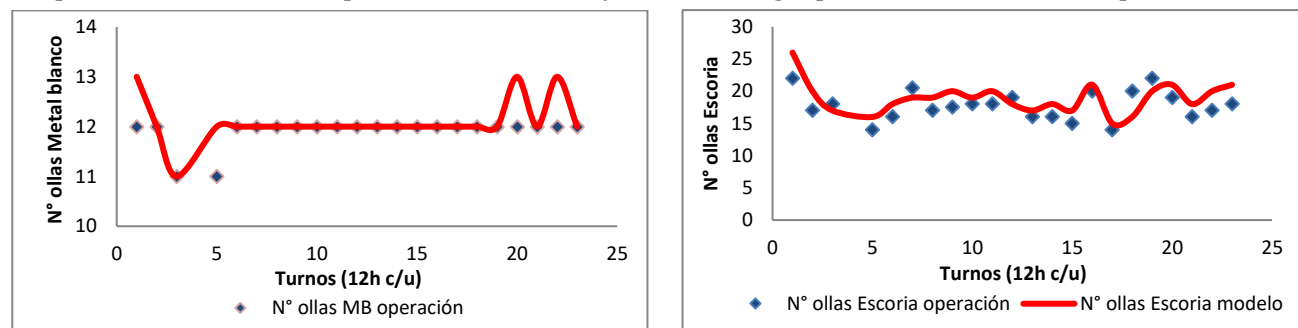


Figura 2: Modelación de la producción del CT.

Respecto a composición química, en la figura 3 se muestran los resultados de la ley cobre en escoria, que como

se puede apreciar, en la operación presenta una variabilidad enorme, aun así el modelo predice razonablemente el comportamiento real. Respecto a la ley de Fe en la escoria, el modelo predice muy bien el comportamiento, lógicamente los valores, que están alejados a una operación estable, son los que el modelo no logra predecir.

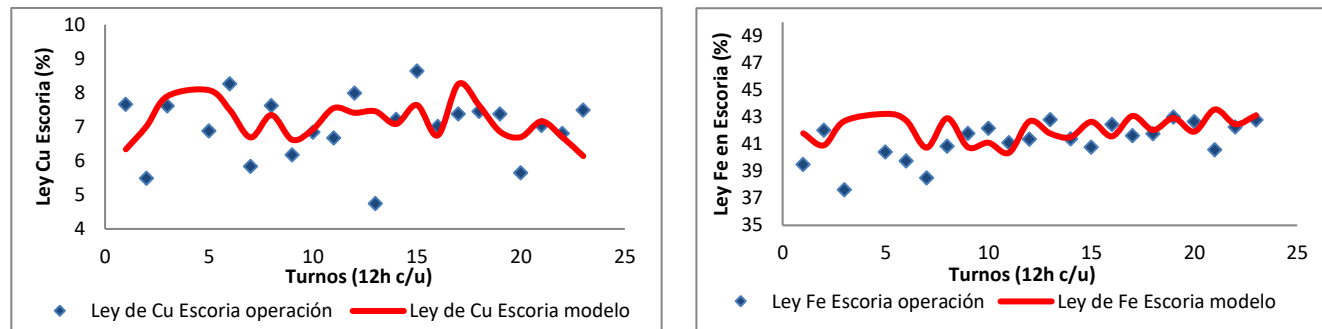


Figura 3: Modelación de composición química de productos del CT.

Para poder evaluar la precisión del modelo, se calculó el error del modelo respecto a los valores obtenidos de los reportes operacionales, los cuales se resumen en la Tabla 2.

Tabla 2. Resumen de resultados

Variable	Error (%)
Ollas de mata	1,5
Ollas de escoria	11,6
Ley magnetita en mata	10,7
Ley de magnetita en escoria	14,0
Ley cobre en escoria	11,7
Carga circulante (ton)	52,8

En casi todos los resultados es error es aceptable, salvo en la ley de magnetita en escoria (14%) y por sobre todo en la predicción de la carga circulante. En el primer caso, determinar el nivel de sobre-oxidación del baño fundido (que se traduce en formación de magnetita) es un proceso que está condicionado por factores más complejos aún, como es la fluidodinámica y la forma en que se adiciona el fundente, por mencionar dos factores complejos, sumado a esta complejidad, está el hecho que el muestreo de la escoria es difícil de realizar y que resulte representativo. Por otra parte, determinar la carga circulante, es una de las mayores ventajas del modelo, ya que permite determinar la cantidad de carga para se obtenga un balance térmico óptimo, por su parte en la industria se determina la adición de circulantes por medio de la experiencia del operador, y la disposición de material, por ello, es que se estima que existe una gran diferencia entre los resultados y la operación real, este hecho queda de manifiesto incluso al revisar los reportes y ver que no hay una tendencia clara, variando en gran medida incluso en turnos consecutivos.

4. CONCLUSIONES

A partir de la implementación del modelo desarrollado, y en base a los datos obtenidos de la operación industrial de la Fundición de potrerillos, se puede concluir lo siguiente:

A pesar de la variabilidad de condiciones de operación típica de una operación industrial, se logró validar la gran mayoría de las variables en estudio, esas son: número de ollas de metal blanco, número de ollas de escoria, ley de magnetita en el metal blanco, ley de Fe y Cu en la escoria. Los resultados que no fueron validados (error superior al 10%) son: ley de magnetita en la escoria y toneladas de circulante, en el primer caso, se cree que se debe a la dificultad en la toma de muestra, ya que la escoria es una fase heterogénea, y la magnetita tiende a descender en la fase fundida, por lo tanto dificulta la toma de una muestra confiable; en el

segundo caso se asocia a que la estimación de carga circulante se hace en función de la temperatura del baño, por lo tanto existe una probabilidad de que las lecturas sean erróneas (descalibración).

Otra posible fuente de error, es que no se lleva un registro adecuado del nivel de líquidos al interior del Convertidor, por ende, una mayor cantidad de material acumulado al inicio del cálculo, significa una mayor energía disponible.

De lo anterior, se concluye que los resultados de este trabajo, son comparables a los datos de operación, por lo que el modelo matemático del Convertidor Teniente es recomendado como método de simulación y puede ser empleado como herramienta de predicción para la operación de una fundición de cobre.

5. REFERENCIAS

- [1]. Bellemans I, De Wilde E, Moelans N, and Verbeken K, “Metal losses in pyrometallurgical operations - A review,” *Advances in Colloid and Interface Science*, 2017.
- [2]. Schlesinger ME, King MJ, Sole KC, Davenport WG, Schlesinger ME, King MJ, Sole KC, and Davenport WG, “Chapter 5 – Matte Smelting Fundamentals” *Extractive Metallurgy of Copper*. Elsevier, p. 73–88.
- [3]. Zhao Z wen, Chai L yuan, Peng B, Liang Y jie, He Y, and Yan Z hao, *J. Non. Cryst. Solids* 2017;466–467 21–28.
- [4]. Moskalyk RR and Alfantazi AM, *Miner. Eng.* 2003;16 (10): 893–919.
- [5]. WANG Q meng, GUO X yi, and TIAN Q hua, *Trans. Nonferrous Met. Soc. China (English Ed.* 2017;27 (4): 946–953.

ESTUDIO DE LA CARBORREDUCCIÓN DE BRIQUETAS DE BARITINA Y CARBÓN

Danny Guzmán¹, Marisela Navea¹, Mario Santander¹, Sebastián Carrizo¹, Bruno Zazzali¹, Paula Rojas²

1: Dpto. de Metalurgia, Universidad de Atacama. Copiapó, Chile

2: Escuela de Diseño, Universidad Adolfo Ibáñez. Santiago, Chile

* e-mail: danny.guzman@uda.cl

RESUMEN

Dentro del proceso de producción de sales de bario, la etapa de carborreducción (transformación de baritina a sulfuro de bario) es la que presenta mayor cantidad de problemas debido al alto consumo del agente reductor (carbón), la baja tasa de conversión y las elevadas temperaturas a que el proceso ocurre. El presente trabajo tuvo como objetivo estudiar el proceso carborreducción de briquetas formadas por una mezcla de concentrado de baritina y carbón coque. Se realizaron ensayos isotérmicos bajo atmósfera de aire a temperaturas de 900, 1100 y 1300°C durante 0,25; 0,50; 1,00 y 2,00 h. Las calcinas resultantes fueron caracterizadas mediante difracción de rayos X y microscopia electrónica de barrido. Los resultados obtenidos indicaron que es posible obtener conversiones superiores al 80% a tiempos de 0,25 h para todas las temperaturas bajo estudio. Adicionalmente, se detectó que para tiempos superiores de carborreducción, el grado de conversión disminuye debido al agotamiento del carbón, lo cual promueve la reconversión del sulfuro de bario a sulfato de bario.

Palabras Claves: baritina, carborreducción, sulfuro de bario

STUDY OF THE CARBOTHERMIC REDUCTION OF BARITE AND COAL BRIQUETTES

ABSTRACT

In the barium salts production process, the carbothermic reduction stage (barite transformation into barium sulfide) is the most complex, due to the high consumption of the reducing agent (coal), low conversion rate and the high temperatures at which the process occurs. The objective of this work was to study the carbothermic reduction process of briquettes formed by a mixture of barite and coke coal concentrate. The isothermal tests were conducted under air atmosphere at 900, 1100 and 1300°C during 0.25, 0.50, 1.00 and 2.00 h. The calcines produced were characterized by X-ray diffraction and Scanning electron microscopy. The results indicated that it is possible to obtain conversions greater than 80% in 0.25 h for all temperatures under study. Additionally, it was detected that the conversion rate decreases with higher carbothermic reduction times. This is related with the depletion of coal, which promotes the conversion of barium sulfide into barium sulfate.

Keywords: barite, carbothermic reduction, barium sulphate

1. INTRODUCCIÓN

Las sales de bario, como el sulfato de bario (BaSO_4), hidróxido de bario (Ba(OH)_2), cloruro de bario (BaCl_2) y carbonato de bario (BaCO_3) son importantes productos químicos obtenidos a partir del mineral de baritina. Estos compuestos son ampliamente utilizados como carga en una gran variedad de industrias, como la del plástico, cerámica, pintura y farmacéutica. En la manufactura de la mayoría de las sales de bario a partir de minerales de baritina (con leyes superiores al 90 % de BaSO_4), se pueden identificar básicamente 3 etapas [1]:

Carborreducción: con el objetivo de producir una pasta compuesta principalmente por sulfuro de bario (BaS), el mineral o concentrado de baritina es carborreducido utilizando carbón coque en hornos de lecho fluidizados o rotatorios, a temperaturas entre los 800 y 1300°C.

Lixiviación/Filtración: la pasta obtenida en el proceso de carborreducción es lixiviada en agua caliente y posteriormente filtrada, con el objetivo de separar el bario presente en el BaS de las impurezas insolubles tales como sulfato de bario no transformado y compuestos de silicio.

Precipitación: finalmente, la sal deseada de bario es precipitada usando un agente químico apropiado. Por ejemplo, el BaSO₄ es precipitado usando ácido sulfúrico (H₂SO₄), el BaCl₂ es obtenido empleando ácido clorhídrico (HCl), el BaCO₃ se produce adicionando carbonato de sodio (Na₂CO₃) a la solución rica en bario, etc.

Dentro del proceso de producción de sales de bario, la etapa de carborreducción es la que la que presenta mayor cantidad de problemas, debido al alto consumo de agente reductor (carbón), la baja tasa de conversión, altos tiempos de residencia y las elevadas temperaturas a que ocurre el proceso (~1300°C) [2].

En cuanto a las investigaciones tendientes a mejorar el proceso de carborreducción, estas se han centrado principalmente en el uso de catalizadores, a este respecto Jagtap et al. [3] estudiaron el proceso de reducción de la baritina en presencia de carbonato de sodio (Na₂CO₃) y nitrato férrico (Fe(NO₃)₃). Ellos encontraron que la velocidad de reacción se incrementaba 2,75 veces cuando se utilizaba 5 % masa de Na₂CO₃ y 1,8 veces al añadir 5 % masa de Fe(NO₃)₃. Gokarn et al. [4] investigaron el efecto del metavanadato de sodio (NaVO₃). Ellos reportaron que la adición de este compuesto, producía una disminución en la temperatura de carborreducción a valores cercanos a los 920°C. En este mismo ámbito, Salem et al. [5] indicaron que la adición de 7,5 % masa de Na₂CO₃ produce una disminución en la energía de activación del proceso de carborreducción de 35,3 a 6,8 kcal/mol.

En este contexto, nuestro grupo de trabajo [6] ha investigado el efecto de la activación mecánica sobre el proceso de carborreducción de la baritina bajo atmósfera de argón (Ar). En esta investigación se empleó un molino SPEX8000D, el cual es catalogado de alta energía y no escalable a nivel industrial. Los resultados obtenidos indicaron que 1 h de molienda disminuye la energía aparente de activación para la reducción de la baritina de 519 a 276 kJ/mol, lo cual acarrea una disminución de la temperatura final del proceso de 1300 a 950°C, con una conversión del 100 %.

De modo de prevenir la reconversión del BaS a BaSO₄ durante las últimas etapas del proceso de carborreducción, producto de la infiltración de oxígeno debido al agotamiento del carbón, Kale et al. [7] propusieron el uso de briquetas. Basados en los resultados obtenidos, ellos reportaron un incremento en la eficiencia del proceso de carborreducción, lo cual se vería reflejado en una reducción de un 19% de los requerimientos de baritina, en comparación al proceso convencional de producción de BaCO₃ precipitado.

Teniendo en cuenta los antecedentes entregados anteriormente, el presente trabajo tuvo como objetivo estudiar el efecto de la formación de briquetas sobre el grado de conversión de un concentrado de baritina proveniente del sector de Puquios, Región de Atacama, Chile. Se espera que al aumentar el contacto entre los reactantes, se alcance conversiones superiores a 80% en tiempos cortos de tratamiento. Adicionalmente, como consecuencia de la disminución del área de contacto carbón-aire, se espera disminuir la pérdida de carbón producto de su oxidación a bajas temperaturas, lo cual contribuiría a alcanzar un mayor grado de conversión.

2. PARTE EXPERIMENTAL

Se prepararon briquetas cilíndricas de 32 mm de diámetro y 8 mm de alto formadas por 3,33 g de concentrado de baritina con una ley de 96,5% de BaSO₄ (sector Puquios, Región de Atacama, Chile), 6,66 g de carbón coque y 1 ml de almidón de maíz como aglutinante. Se aplicó una presión de 250 Kg/cm² por un tiempo de 4 minutos. El secado se realizó a temperatura ambiente, por un tiempo de 8 h. Tanto la baritina como el carbón coque utilizados presentaron una granulometría 100% -18# ASTM.

Los ensayos isotérmicos se realizaron en una horno Nabertherm LHT 04/16 SW durante 0,25; 0,50; 1,00 y 2,00 h, a temperaturas de 900, 1100 y 1300°C. La velocidad de calentamiento utilizada hasta alcanzar las temperaturas de trabajo fue de 30°C/min. Todas las pruebas se desarrollaron bajo atmósfera de aire. El grado de

conversión se determinó utilizando difracción de rayos X (DRX) empleando un equipo Shimadzu XRD 6100. Adicionalmente, los productos de la carborreducción fueron caracterizadas mediante microscopia electrónica de barrido (MEB), utilizando un microscopio Zeiss EVO MA-10 equipado con un detector de espectroscopia de energía dispersiva de rayos X (EDS) marca Oxford X-maxN 20 SDD.

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

De modo de determinar el grado de conversión durante la carborreducción utilizando la técnica de difracción de rayos X, se fabricaron 4 muestras compuestas de concentrado de baritina (96.5 % pureza) y BaS (99.9% de pureza, marca Sigma Aldrich), en proporciones baritina/BaS de 0,25; 1,00; 3,00 y 4,00. Para efectos del análisis, se consideraron las intensidades integrales de la difracción de los planos (002) para la baritina y (200) para el BaS. La Figura 1 muestra el ajuste matemático entre la razón de mezcla y la razón de intensidades de difracción. Como se aprecia, los datos son representados por una línea recta, con un coeficiente de correlación de 0.981. El que los datos experimentales se hayan ajustaos a una línea recta, corrobora lo predicho por la teoría de difracción de rayos X [8], entregando solidez al análisis propuesto. De esta forma, mediante la ecuación de ajuste propuesta, se puede determinar la proporción en que se encuentran la baritina y el BaS en muestra cualquiera, conociendo únicamente la razón de las intensidades de difracción de los planos (002) de la baritina y (200) del BaS.

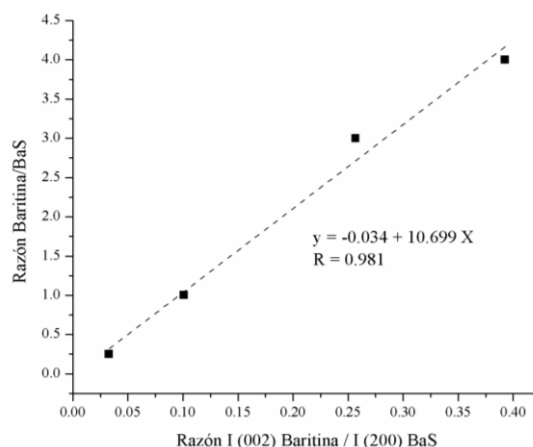


Figura 1. Ajuste entre la razón de baritina/BaS y la razón de intensidades integrales entre los planos (002) de la baritina y (200) del BaS.

La Tabla 1 presenta el grado de conversión para cada temperatura y tiempo bajo estudio. Se observa que a medida que el tiempo de proceso se incrementa, el grado de conversión disminuye para las 3 temperaturas. Lo anterior se debe a la verificación del proceso de reconversión de BaS a BaSO₄ (BaS + 2O₂ → BaSO₄), producto del agotamiento del carbón. Adicionalmente, se aprecia que para las tres temperaturas ensayadas, se alcanzan conversiones sobre un 80% para 0,25 h de tratamiento.

Tabla 1. Grado de conversión de las muestras carborreducidas

Tiempo, h	Temperatura, °C		
	900	1100	1300
0,25	82,60	81,71	86,39
0,50	51,10	64,26	78,65
1,00	59,37	63,18	51,39
2,00	45,95	32,30	1,87

De modo de ejemplificar el comportamiento de las briquetas frente al proceso de carborreducción, la Figura 2

presenta la comparación entre los difractogramas de rayos X obtenidos a partir de muestras sometidas a 1300°C durante 0,25; 1,00 y 2,00 h. Con el objeto de observar en mejor forma la relación de intensidades de los compuestos presentes, los difractogramas se encuentran normalizados considerando la intensidad de difracción del plano (200) del BaS ($2\theta = 27.9^\circ$). Se aprecia que la intensidad de los planos de baritina prácticamente son imperceptibles en la muestra con 0.25 h de tratamiento, lo cual es un claro indicio que la gran parte de este mineral ha sido transformada a BaS. A medida que el tiempo de carborreducción aumenta, se observa un incremento en la intensidad de difracción del BaSO₄, lo cual se debe a la reconversión del BaS, producto de su reacción con el oxígeno.

Las Figuras 3 presentan micrografía MEB y análisis EDS de la muestra sometida a 1300°C por 0,25 h. Se observa que las partículas presentan agujeros, posiblemente sectores de reacción baritina-carbón en estado sólido. Los análisis EDS revelaron una alta presencia de Ba y S, con una baja concentración de oxígeno. Lo cual es evidencia de conversión de la baritina a BaS. El alto contenido de carbono se debe a que los polvos observados fueron montados sobre una cinta de grafito

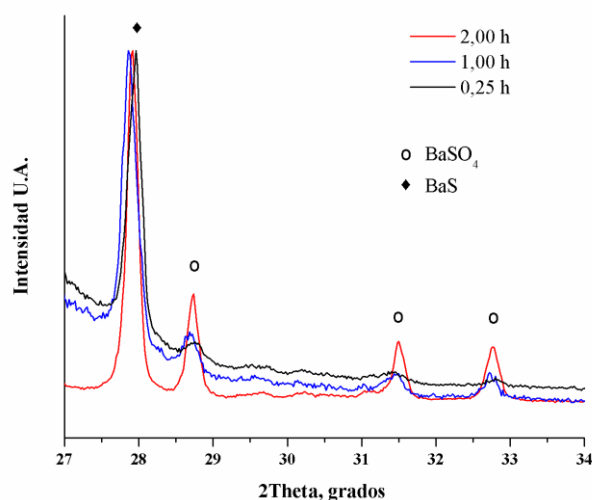


Figura 2. Difractogramas de rayos X comparativos de briquetas sometidas al proceso de carborreducción durante 0.25, 1.00 y 2.00 h a 1300 °C.

Por otro lado, la Figuras 4 presentan micrografía MEB y análisis EDS de la muestra sometida a 1300 °C por 2,00 h. No se aprecian los agujeros característicos de la muestra con 0.25 h de tratamiento. La superficie de las partículas es mucho más lisa, presentando numerosas grietas, las cuales presumiblemente fueron originadas por el cambio de volumen que implica la reconversión del BaS a BaSO₄. Los análisis de EDS muestran un incremento de la concentración de oxígeno, en comparación con la muestra tratada durante 0.25 h (Figura 3 (b)), corroborando los resultados obtenidos mediante difracción de rayos X.

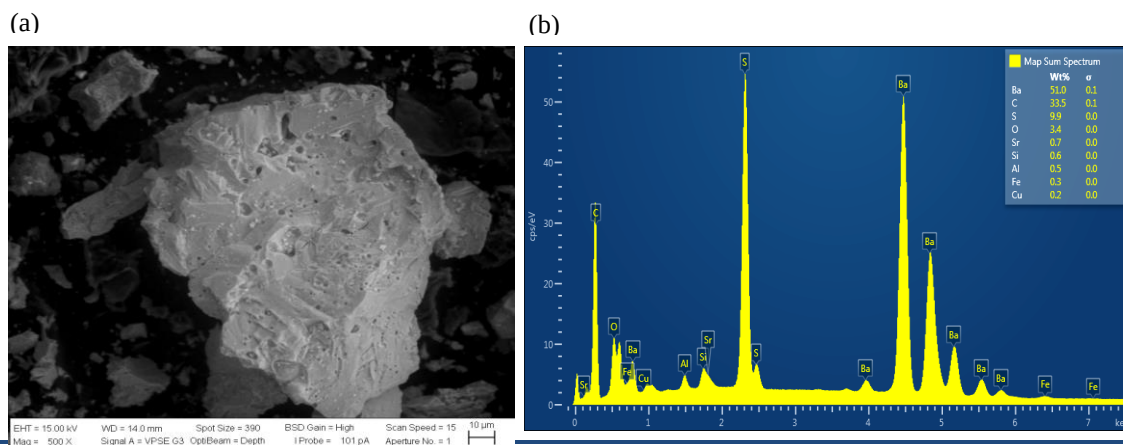


Figura 3. (a) Micrografía MEB de muestra carborreducida a 1300°C por 0,25 h y (b) análisis EDS.

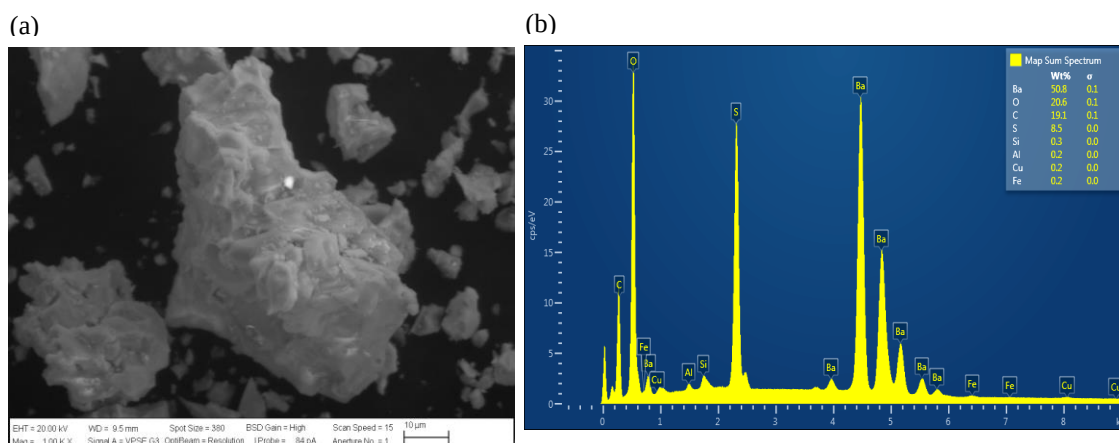


Figura 4. (a) Micrografía MEB de muestra carborreducida a 1300°C por 2,00 h y (b) análisis EDS.

4. CONCLUSIONES

En base a los resultados obtenidos, es posible concluir que cuando se trabaja con briquetas de baritina y carbón (razón baritina: carbón; 2:1) a temperaturas tan bajas como 900°C, es posible alcanzar conversiones sobre el 80%, en tiempos relativamente cortos (0,25 h). El alto grado de conversión obtenido, puede explicarse en parte, considerando el íntimo contacto alcanzado entre la baritina y carbón producto del briquetado. Adicionalmente, se determinó que durante el proceso de carborreducción es necesario controlar rigurosamente la temperatura y tiempo de proceso, de modo de evitar la reconversión del BaS a BaSO₄, producto del agotamiento del carbón y la consiguiente reacción del BaS con el oxígeno existente en el aire.

AGRADECIMIENTOS

Los autores quieren agradecer al proyecto FONDEF D13R20004 por financiar el desarrollo de este trabajo. Además a los proyectos FONDEQUIP EQM130125 y EQUV-003, por subsidiar los análisis de microscopia electrónica de barrido y difracción de rayos X. Adicionalmente, M. Naveas quiere agradecer a la Universidad de Atacama por financiar su beca de postgrado.

5. REFERENCIAS

- [1]. McKetta J. Encyclopedia of Chemical Processing and Design, New York (USA): Marcel Dekker, 1977.
- [2]. Jamshidi S. y Salem A. Thermochim. Acta. 2010; 503-504 (1): 108-114.
- [3]. Jagtap S., Pande A. y Gokarn A. Ind. Eng. Chem. Res. 1990; 29 (5): 795-799.
- [4]. Gokarn A., Pradhan S., Pathak G. y Kulkarni S. Fuel 2000; 79 (7): 821-827.
- [5]. Salem A., Tavakkoli Osgouei Y. y Jamshidi S. Iran. J. Chem. Eng. 2010; 7 (2): 58-67.
- [6]. Guzmán D., Fernández J., Ordoñez S., Aguilar C., Rojas P.A. y Serafini, D. Int. J. Miner. Process 2012; 102-103: 124-129.
- [7]. Kale B.B., Kulkarni S.S. y Gokarn A.N. Environmental and Waste Management, Jamshedpur (India): Eds. A. Bandopadhyay. N.G. Goswami and PR. Rao, 1998.
- [8]. Suryanarayana C., Grant Norton M. X-Ray Diffraction: A Practical Approach, New York (USA): Plenum Press, 1998.

INFLUENCIA DE LA MINERALOGÍA DE ALTERACIÓN EN EL COMPORTAMIENTO HIDRÁULICO Y MECÁNICO DEL MINERAL EN EL PROCESO DE HEAP LEACHING

Álvaro Marchant^{1*}, Oscar Jerez²

1: Departamento de Ciencias de la Tierra, Universidad de Concepción, Concepción, Chile

2: Instituto de Geología Económica Aplicada, Universidad de Concepción, Concepción, Chile

* e-mail: Alvaro.marchant.s@gmail.com

RESUMEN

El flujo de soluciones durante el proceso de heap leaching genera cambios en las propiedades mecánicas e hidráulicas de las pilas de lixiviación. Este trabajo busca relacionar la mineralogía de alteración con estos parámetros mediante una caracterización mineralógica por microscopía óptica, difracción de rayos X y ensayos estándar usados en mecánica de suelos, aplicados a sondajes de aire reverso provenientes de un pórfido cuprífero. Los resultados indican que la intensidad de la alteración cuarzo-sericítica ejerce un control sobre la distribución de conductividades hidráulicas y plasticidad, la presencia de arcillas expansivas en estos materiales está directamente relacionada al cambio de volumen observado en los ensayos de permeabilidad y el uso de soluciones salinas disminuye el potencial de expansión de estas especies, lo que aumenta la conductividad hidráulica por la disminución de la obstrucción de microporos.

Palabras Claves: Conductividad hidráulica, Pilas de lixiviación, Alteración hidrotermal, Arcillas, Plasticidad.

INFLUENCE OF ALTERATION MINERALOGY ON THE HYDRAULIC AND MECHANIC BEHAVIOUR OF THE ORE IN THE HEAP LEACHING PROCESS

ABSTRACT

The flow of solutions during the heap leaching process generates changes in the mechanical and hydraulic properties of the heaps. This article tries to establish relationships between the alteration mineralogy and this properties through a mineral characterization by optical microscopy and X-ray diffraction along with standard soil mechanic tests on reverse circulation drillholes samples from a porphyry copper deposit. The results show that the intensity of the quartz-sericite alteration controls the distribution of the hydraulic conductivity and plasticity, the presence of swelling clays in this materials is directly related to volume changes in permeability test and the use of saline solutions decreases the swelling capabilities of this minerals, which increases the hydraulic conductivity through a decay in micro-pore obstruction.

Keywords: Hydraulic conductivity, Heap leaching, Hydrothermal alteration, Clays, Plasticity.

1. INTRODUCCIÓN

Durante el proceso de heap leaching, el flujo de soluciones genera cambios en las propiedades mecánicas e hidráulicas de las pilas de lixiviación, los cuales están condicionados por la interacción de estas soluciones con las partículas del material constituido principalmente por minerales de ganga. Este estudio busca estimar cómo se relaciona la mineralogía de alteración con las propiedades mecánicas e hidráulicas, mediante una caracterización mineralógica y ensayos estándar usados en mecánica de suelos.

2. PARTE EXPERIMENTAL

El material estudiado consiste en chip de roca de 15 sondajes de aire reverso, provenientes de dos sectores de la zona supérgena de un depósito del tipo pórfido de cobre (en este estudio nombrados X e Y). Estos fueron caracterizados mineralógicamente mediante microscopía óptica en secciones pulidas-transparentes de briquetas de la fracción entre 5# y 35# ASTM del sondaje. Esta fue complementada mediante difracción de rayos X en roca total, cuantificada mediante el software TOPAS de Bruker, y en la fracción argílica (<2 µm) para identificar la mineralogía de arcilla presente. La proporción entre las familias de arcillas fue calculada mediante

la comparación entre las intensidades de sus peaks característicos [1].

Paralelamente, fueron realizadas pruebas de plasticidad en la fracción <10# ASTM para establecer el Límite Líquido (LL), Límite Plástico (LP) e Índice de Plasticidad (IP). El LL fue determinado mediante el penetrómetro de cono según la norma BS 1377-2 [2] y LP según el método de la norma ASTM D 4318-10 [3]. Se utilizó el permeámetro de carga variable Humboldt HM-5891A, recomendado para materiales finos, para determinar la conductividad hidráulica (k) sin compactación previa en agua destilada. Además se realizaron ensayos de permeabilidad con soluciones de NaCl (0.5 y 2 M) y agua de mar en 4 y 3 muestras respectivamente.

Finalmente, se utilizó el analizador de tamaños por difracción láser Fritsch Analysette 22 con unidad de dispersión húmeda para conocer la distribución granulométrica del material, en una cantidad cercana a 1 g en agua destilada.

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

El análisis microscópico de las muestras indica que éstas poseen alteraciones hidrotermales características de las zonas intermedias a profundas de un pórfido de cobre tales como; potásica (rica en biotita), clorítica y cuarzo-sericita (Figura 1) y una alteración supérgena moderada a pervasiva sobreimpuesta que reemplaza la mineralogía hipógena, aportando minerales de arcilla e hidróxidos de hierro. Además es posible identificar minerales asociados a estas alteraciones como anhidrita y calcita.

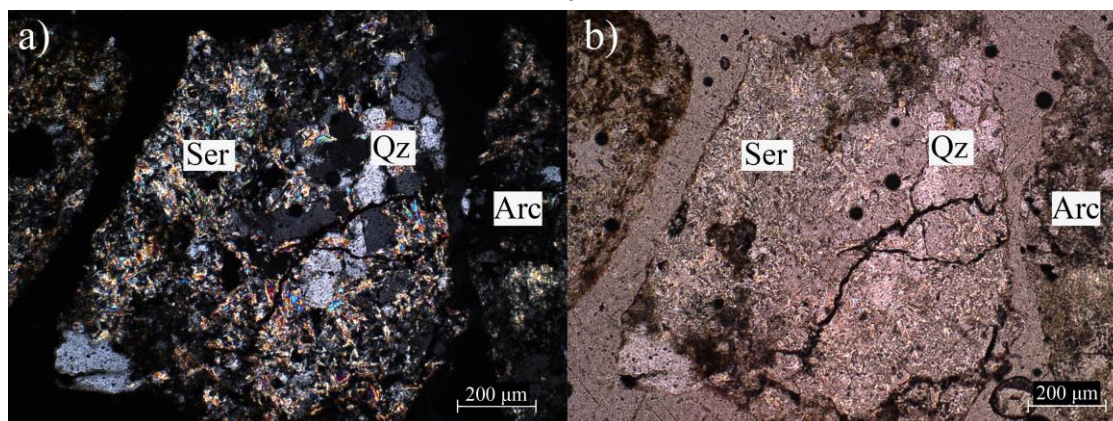


Figura 1. Alteración cuarzo-sericita. a) Nicoles cruzados. b) Nicoles paralelos. Ser: Sericita. Qz: Cuarzo. Arc: Arcillas.

El estudio cuantitativo por difracción de rayos X en roca total muestra un predominio de cuarzo y muscovita (sericita) en la mayoría de las muestras analizadas, indicando que la alteración dominante en el material es la cuarzo-sericítica. Es posible observar una diferencia en la intensidad de la alteración entre los dos sectores del depósito estudiado. El sector X posee una alteración predominantemente cuarzo-sericítica moderada, en comparación al sector Y, donde ésta es intensa. Los difractogramas de la fracción argílica indican una amplia presencia de las 4 principales familias de arcilla correspondientes a caolines, illitas/micas, cloritas y esmectitas (arcillas expansivas).

Los resultados de los ensayos de plasticidad indican un material de media a baja plasticidad con LL entre 18 y 27 %, LP entre 12 y 17 % e IP entre 5 y 10 %. Junto con la distribución granulométrica obtenida por difracción láser es posible clasificar el material como arcillas y limos de baja a media plasticidad según el sistema unificado de clasificación de suelos USCS [4] con bajo potencial de expansibilidad. La conductividad hidráulica se encuentra entre 1.68×10^{-6} y 1.06×10^{-4} cm/s, característico para materiales de esta clasificación.

Los principales controles sobre los Límites de Atterberg son el contenido de partículas menores a 2 μm, la mineralogía de arcilla, el catión de intercambio de la solución y la presencia de materia orgánica [5]. En este caso, sólo los dos primeros son de importancia debido a que todas las pruebas son realizadas en agua destilada y no ha sido detectada materia orgánica en el material. La Figura 2a muestra las diferencias entre el LL, LP e IP de ambos sectores. Preliminarmente esto podría ser explicado por las diferencias de porcentaje de partículas tamaño arcilla en cada sector (figura 2b).

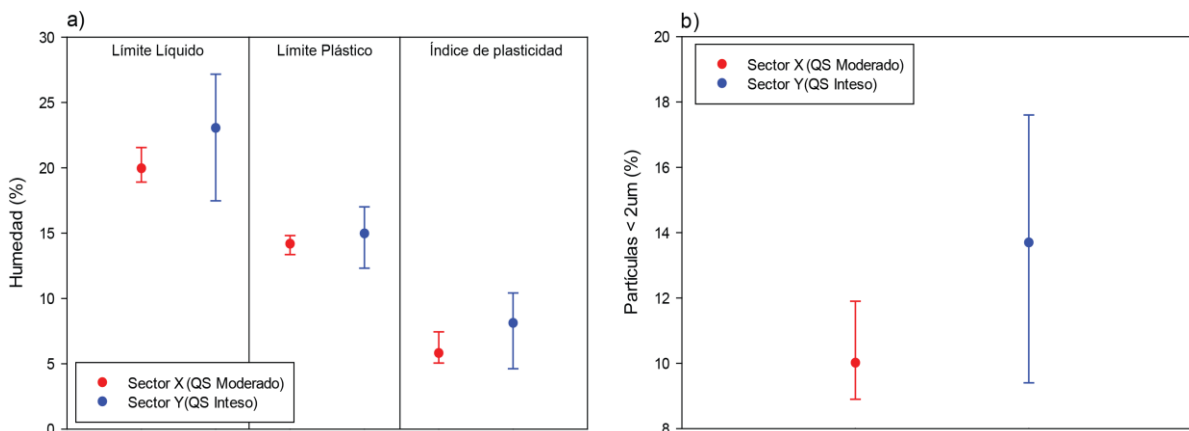


Figura 2. a) Distribución de Límites de Atterberg e Índice de plasticidad. b) Contenido de partículas menores a 2 µm de muestras provenientes del sector X e Y. QS: Alteración cuarzo-sericítica.

Para evaluar la influencia de la mineralogía de arcilla en la plasticidad, fueron comparados sondajes con contenidos similares de partículas menores a 2 µm (Tabla 1). En el grupo formado por las muestras M-6, M-7 y M-11 se observa un aumento de la plasticidad a medida que crece el contenido de esmectita. Por otra parte las muestras M-2 y M-4, con porcentajes de esmectita semejantes, el incremento de plasticidad puede ser explicado por el aumento del caolín. Pese a esto, no es posible hacer un modelo del rol de cada especie en el control de la plasticidad en el total del material, pero si es posible destacar la importancia de estos dos minerales.

Tabla 1. Límites de Atterberg y mineralogía de arcilla para muestras con contenido similar de partículas <2 µm.

Muestra	< 2 µm (%)	LL	LP	IP	Esmectita (%)	Ilita/Mica (%)	Caolín (%)	Clorita (%)
M-6	12.6	17.5	12.9	4.6	0	10.1	1.4	1.1
M-7	12.4	23.5	15.1	8.4	0.4	6.2	4.9	1.0
M-11	12.5	27.5	17.0	10.2	2.6	5.5	2.7	1.7
M-2	16.2	20.4	14.0	6.4	0.9	7.2	4.4	3.7
M-4	16.5	26.3	16.2	10.2	0.8	4.3	8.8	2.6

De similar manera que en la plasticidad, es posible notar discrepancias en las conductividades hidráulicas entre ambos sectores (Figura 3a). Este contraste se atribuye a las diferentes distribuciones granulométricas promedio de los sectores, las que a su vez responden a distintas intensidades de la alteración cuarzo-sericítica observada entre ambos (Figura 3b).

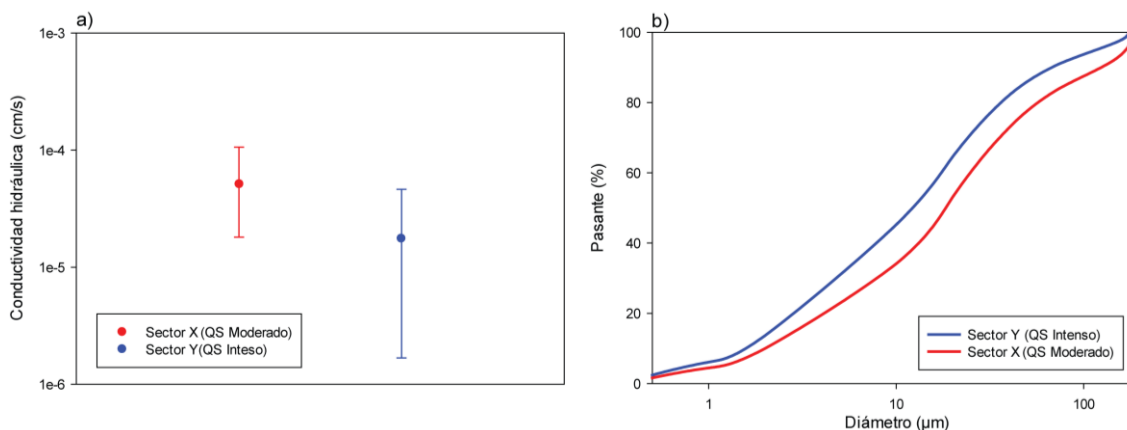


Figura 3. a) Distribución de conductividad hidráulica. b) Distribución granulométrica promedio de las muestras provenientes del sector X e Y. QS: Alteración cuarzo-sericítica.

Debido a los antecedentes mineralógicos ya descritos, la reducción de volumen por consolidación durante el ensayo de permeabilidad estaría condicionada por la presencia de minerales con capacidad de expansión tales como arcillas expansivas (esmeclitas) y anhidrita. Debido a la duración del ensayo, el efecto de la anhidrita no sería observable debido a que la transformación de esta especie a yeso ocurre en el mediano y largo plazo, por lo que solo tiene influencia el hinchamiento físico de las esmeclitas [6]. La Figura 4 muestra la relación entre el contenido de esmeclita y la reducción de volumen observada en los ensayos.

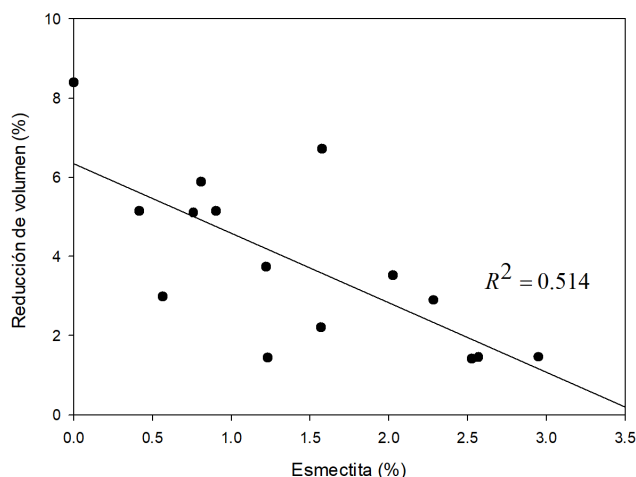


Figura 4. Relación entre la reducción de volumen durante el ensayo de permeabilidad y el contenido de esmeclita.

Complementario a los ensayos de permeabilidad en agua destilada, se desarrollaron ensayos con soluciones de NaCl (Figura 5a) y agua de mar (Tabla 2). Los resultados muestran un aumento en la conductividad hidráulica a medida que aumenta la concentración de NaCl y en agua de mar, con respecto al uso de agua destilada. Este aumento tiene origen en la disminución del potencial de expansión de la esmeclita y en consecuencia la obstrucción de microporos, esto debido a una reducción en el espesor de la doble capa eléctrica de las partículas de esmeclita, por una rápida caída de la fuerza de repulsión causada por la alta concentración de cationes en la solución. Ésta pérdida se hace más notoria con el aumento de la concentración catiónica y valencia del catión [7]. El efecto también se ve reflejado en una mayor reducción de volumen por consolidación durante el ensayo (Figura 5b).

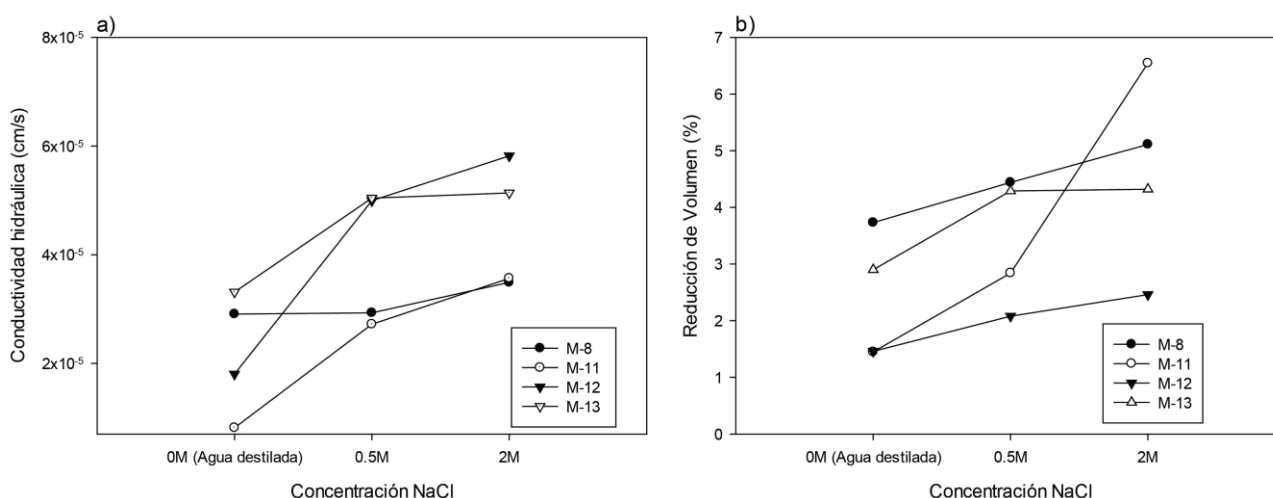


Figura 5. a) Conductividad hidráulica medida en agua destilada y soluciones de NaCl. b) Reducción de volumen durante el ensayo de permeabilidad en agua destilada y soluciones de NaCl.

Tabla 2. Conductividad hidráulica en cm/s en agua destilada y en agua de mar.

Solución	M-8	M-12	M-13
Agua destilada	2.93×10^{-5}	4.99×10^{-5}	5.04×10^{-5}
Agua de mar	3.72×10^{-5}	6.20×10^{-5}	5.76×10^{-5}

4. CONCLUSIONES

Los resultados muestran que existe una relación entre la intensidad de la alteración cuarzo-sericítica y la distribución granulométrica del material, presentando granulometrías más finas a medida que esta alteración es más intensa. Esto condiciona los resultados de plasticidad como también la conductividad hidráulica de las muestras estudiadas.

El rol de cada especie mineralógica en el control de la plasticidad en muestras con amplia variabilidad en el contenido de arcillas resulta complejo, debido a la gran cantidad de factores que influyen en ésta propiedad. Pese a esto, es posible destacar el rol del caolín y la esmectita en los sondajes estudiados cuya presencia aumenta la plasticidad.

La presencia de arcillas expansivas tiene influencia directa en los cambios de volumen observados en los ensayos de permeabilidad. La presión de expansión de la esmectita durante la saturación de la muestra actúa en contra de la consolidación, reduciendo la variación de volumen.

El uso de soluciones salinas puede aumentar la conductividad hidráulica en el proceso de lixiviación de un material con arcillas expansivas, esto debido a la disminución del espesor de la doble capa eléctrica y por lo tanto, una inhibición de la capacidad de aumentar su volumen y obstruir microporos.

La aplicación de test estándar de mecánica de suelos, acompañada de una caracterización mineralógica adecuada, aplicadas en un gran número de muestras, puede generar una metodología predictiva del comportamiento hidráulico y mecánico de pilas de lixiviación a bajo costo, permitiendo la identificación de zonas problemáticas y la incorporación de estos parámetros en los modelos geometalúrgicos.

5. REFERENCIAS

- [1]. Johns W, Grim R, Bradley, W. Quantitative estimations of clay minerals by diffraction methods. Journal of Sedimentary Petrology. 1954; 24 (4): 242-251.
- [2]. Norma BS 1377-2. Methods of test for soils for civil engineering puposes. Classification tests. Milton Keynes (UK): British Standars Institution. 1990.
- [3]. Norma ASTM D 4318-10. Standard Test Methods for Liquid Limit, Plastic Limit, and Plasticity. Pennsylvania (EE.UU.): American Society for Testing and Materials, 2010.
- [4]. Norma ASTM D 2487-11. Standard Practice for Classification of Soils for Engineering Purposes (Unified Soil Classification System). Pennsylvania (EE.UU.): American Society for Testing and Materials, 2011.
- [5]. Lal R, Shukla, M. Principles of soils physics. New York (EE.UU.): Marcel Dekker, Inc., 717 pp.
- [6]. Del Campo J, M. Análisis del fenómeno de la expansividad de materiales en túneles construidos en anhidrita: Consecuencias y experiencias. Materiales de Construcción. 2012; 62 (308): 583-595.
- [7]. Mitchell J, Soga, K. Fundamentals of soil behaviour. 3ra Edición. New York (EE.UU.): John Wiley & Sons., 592 pp.

LIXIVIACIÓN DE ORO DESDE CONCENTRADOS POLIMETÁLICOS DE ALTA Y BAJA LEY, UTILIZANDO TIOSULFATO EN MEDIO AMONICAL

Patricio Navarro^{1*}, Daniel Espinoza¹, Cristian Vargas¹

1: Departamento de Ingeniería Metalúrgica, Facultad de Ingeniería, Universidad de Santiago de Chile. Santiago, Chile

*e-mail: patricio.navarro@usach.cl

RESUMEN

Se estudió la lixiviación de oro con tiosulfato, en un medio amoniacal. Los concentrados con los cuales se trabajó contenían 44,1 y 71,4 (g/t) de oro respectivamente, las principales especies mineralógicas presentes corresponden a blenda (ZnS), calcopirita (CuFeS₂), galena (PbS), pirita (FeS) y ganga. Las pruebas fueron realizadas en un reactor agitado, con tiempo máximo de contacto de 50 horas. Se estudiaron los parámetros pH, concentración de tiosulfato y concentración de Cu(II). Se alcanzaron las mayores disoluciones de oro a pH 10,5; 74,1 (g/l) de tiosulfato y 3,18 (g/l) de ión cúprico, con recuperaciones de oro de 84% para el concentrado de baja ley y 82% para el de alta ley.

Palabras claves: lixiviación, concentrado, oro, tiosulfato, amoniacal.

LEACHING OF GOLD FROM POLYMETHALIC CONCENTRATES OF HIGH AND LOW GRADE USING THIOSULFATE IN AMMONIACAL MEDIUM

ABSTRACT

The leaching of gold with thiosulfate in an ammoniacal media was studied. The concentrates contained 44.1 and 71.4 (g/t) of gold respectively, the main mineralogical species present correspond to sphalerite (ZnS), chalcopirite (CuFeS₂), galena (PbS), pyrite (FeS) and gangue. The tests were carried out in a stirred reactor, with a maximum contact time of 50 hours. The parameters pH, thiosulfate and Cu (II) concentration were studied. The gold dissolved mostly at pH 10.5; 74.1 (g/l) of thiosulfate and 3.18 (g/l) of cupric ion, with gold recoveries of 84% for the low-grade concentrate and 82% for the high grade.

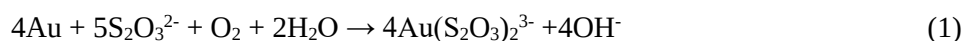
Keywords: leaching, concentrate, gold, thiosulfate, ammonia

1. INTRODUCCIÓN

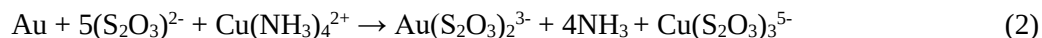
La cianuración, como proceso industrial para la disolución de oro, ha sido utilizada por un extenso periodo de tiempo, debido a la alta eficiencia de extracción a partir de una gran variedad de minerales y/o concentrados, bajos costos de producción y a la simpleza del proceso. Por otra parte, el cianuro presenta algunos problemas, como una elevada toxicidad, lo cual se traduce en problemas ambientales, produciendo incompatibilidad con normas ambientales que regulan los residuos de las plantas mineras alrededor del mundo. Además, el cianuro presenta bajas velocidades de disolución con respecto a otros agentes lixiviantes, baja disolución de minerales refractarios no es selectivo y forma complejos con una gran variedad de iones metálicos, como los llamados cianidas, elevando su consumo [1-4].

Uno de los agentes lixiviantes que minimiza los problemas mencionados anteriormente es el tiosulfato, produciendo incrementos en la velocidad de disolución del oro al ser utilizado en medio amoniacal.

La disolución de oro en soluciones con tiosulfato puede ser catalizada por el cobre [5-6], el cobre (II) es un oxidante muy efectivo para la disolución del oro, siempre que este sea utilizado en medio amoniacal, a través de la especie cuprotetramina [7]. La reacción de disolución de oro con tiosulfato y oxígeno en soluciones alcalinas ocurre muy lentamente y puede ser expresada a través de la ecuación 1.



La reacción anterior puede ser catalizada en presencia de Cu (II) y amoníaco, siendo la nueva estequiometría:



En tabla 1, se presentan complejos de oro en diferentes medios, con sus respectivas constantes de estabilidad.

Tabla 1. Constantes de estabilidad para diferentes complejos de oro

Especies	Log K	Estructura
$\text{Au}(\text{CN})_2^-$	38,3	Lineal
$\text{Au}(\text{SCN})_2^-$	17,0	Lineal
$\text{Au}(\text{CS}(\text{NH}_2)_2)_2^+$	23,3	Lineal
AuCl_4^-	25,6	Cuadrada Plana
$\text{Au}(\text{NH}_3)_2^+$	26,0	Lineal
$\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$	28,0	Lineal
$\text{Au}(\text{SCN})_4^-$	32,0	Cuadrada Plana

Diversos investigadores han reportado diferentes condiciones de trabajo, por ejemplo, pH en el rango de 10 a 11 [8-9], además se ha corroborado que la presencia de cuprotetramina puede incrementar la velocidad de la reacción con respecto al uso de oxígeno como oxidante [10-12], sin embargo, concentraciones muy elevadas de Cu (II), pueden provocar la oxidación parcial del tiosulfato, produciendo una disminución de este, disminuyendo la eficiencia de disolución de oro. También, no es adecuada una muy elevada concentración de tiosulfato, dado que puede ocurrir su oxidación a politionatos, afectando la velocidad del proceso. [13]

2. PARTE EXPERIMENTAL

2.1 Materiales

2.1.1 Concentrado

Para las pruebas de lixiviación se emplearon dos tipos de concentrado: uno de baja ley de oro con un contenido de 44.1 g/t, y otro de alta ley, con un contenido de 71,4 g/t, se encontró la presencia de plata, cobre, cinc, plomo, hierro entre otros, y se destaca la presencia de las siguientes especies mineralógicas, pirita, blenda, galena, calcopirita, indicios de covelina, trazas de calcosina, bornita y cuprita. Por su parte el oro se encuentra en forma de electrum, mientras que la plata está distribuida tanto en el electrum como en otras especies, formando parte de proustita, pirargirita y argentita.

2.1.2 Soluciones Lixiviantes

Para la preparación de las soluciones de oro se utilizó agua destilada desmineralizada y reactivos químicos de grado analítico, tales como: tiosulfato de amonio $[(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3]$ y sulfato de cobre pentahidratado $[\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}]$, dosificando estos reactivos en diferentes concentraciones iniciales, variando el pH de la solución, manteniéndolo en un rango cercano a pH 10.

2.2 Metodología Experimental

Para todas las pruebas realizadas, las condiciones experimentales generales corresponden a una masa de concentrado de 500 (g), 1 (l) de solución con concentración de reactivos propios de cada experiencia. Todas las pruebas se llevaron a cabo en reactores agitados mecánicamente, el tiempo de lixiviación fue de 50 (h) a temperatura ambiente de 25°C. Se tomaron muestras de sólidos y líquido, a diferentes tiempos.

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

3.1 Caracterización de los Concentrados

Se determinó la ley de oro para los diferentes tamaños de partículas, tanto para concentrado A (ley baja) y concentrado B (ley alta), encontrándose un 43,94% y 40,22% sobre malla 200 Tyler; 23,63% y 27,75% bajo malla 200 y sobre malla 400; 32,43% y 32,03% bajo malla 400. Por otra parte, el oro se encuentra como oro libre (11,24% bajo malla 400), asociado con calcopirita y blenda (11,12% sobre malla 100, 11,8% sobre malla 250), y asociado a la ganga (10,32% sobre malla 250; 20,89% sobre malla 400, 34,64% bajo malla 400). Las principales especies mineralógicas corresponden a blenda (ZnS), calcopirita (CuFeS_2), galena (PbS), pirita (FeS) y ganga. La tabla 2 presenta la composición química de ambos concentrados.

Tabla 2. Composición química para concentrados A y B.

Composición Química							
Concentrado	Au (g/t)	Ag (g/t)	Zn %	Cu %	Pb %	Fe %	Cd %
A	44,1	408,5	30,4	1,4	14	7,9	0,17
B	71,4	454,7	26,6	2,1	11,8	12,1	0,15

3.2 Cinéticas de disolución de oro

En figura 1 se muestran los resultados de las cinéticas de disolución de oro para el concentrado de baja y alta ley. Se puede apreciar que las mayores disoluciones son obtenidas a una concentración inicial de 74,1 (g/l) de tiosulfato; 3,18 (g/l) de cobre y pH de 10,5; con recuperaciones de 84 y 82% para concentrado A y B, luego de 50 horas de proceso. Para concentraciones menores de tiosulfato y pH alrededor de 10, disminuye la disolución de oro debido a la menor concentración inicial de tiosulfato y la posible mayor degradación debido al pH de trabajo.

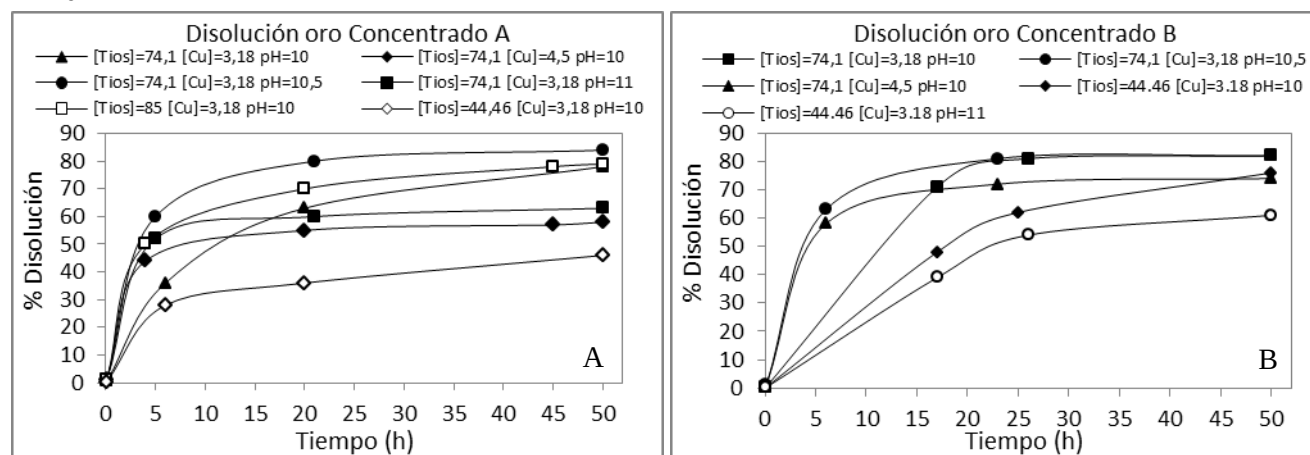


Figura 1. Cinética de disolución para los concentrados A y B, para todas las pruebas realizadas con diferentes concentraciones de reactivos.

3.3 Efecto de la concentración de Tiosulfato y de Ion Cúprico

En figura 2A, se presentan las curvas cinéticas para ambos concentrados con diferentes concentraciones iniciales de tiosulfato, las concentraciones de cobre y el pH fueron mantenidos constantes. Para ambos concentrados las mayores recuperaciones de oro alcanzaron valores alrededor de 80%, con concentraciones de 74,1 g/l de tiosulfato. En figura 2B, se mantuvo constante la concentración de tiosulfato y pH, variándose la concentración inicial de ion cúprico. Con la mayor concentración de cobre inicial se alcanzó una menor

disolución de oro en ambos casos, lo cual se atribuye a una mayor velocidad de oxidación del tiosulfato, ya que el cobre actúa como un elemento catalizador de esa reacción, lo cual hace disminuir la concentración residual de tiosulfato.

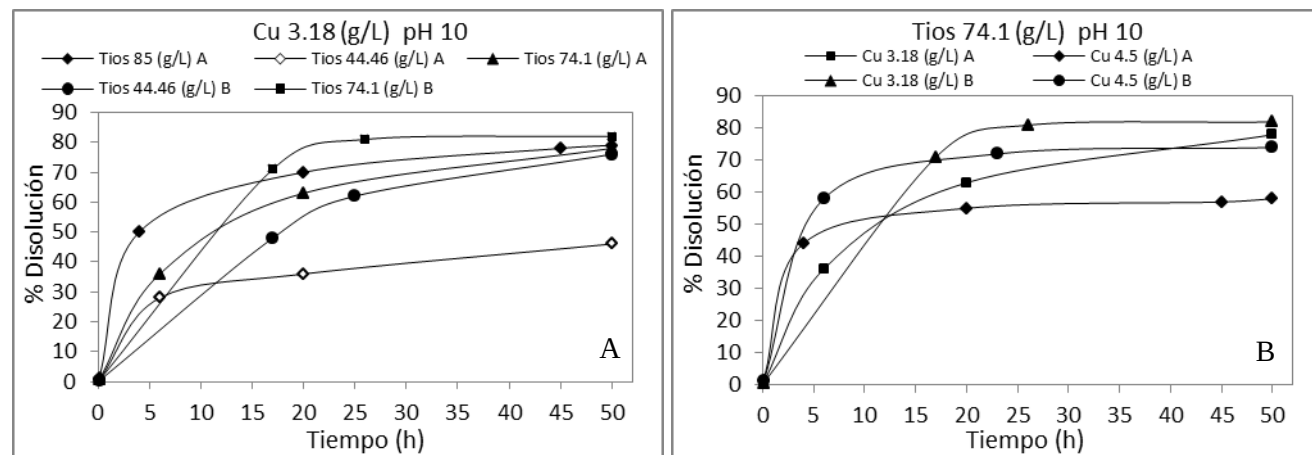


Figura 2. Cinética de disolución para el concentrado A y B, manteniendo fija en 3,18 (g/l) la concentración de cobre y pH 10, variando concentración de tiosulfato (Figura A). Concentración fija en 74,1 (g/l) de tiosulfato y pH 10, variando la concentración de cobre (Figura B).

3.4 Efecto del pH

En figura 3, se presentan las cinéticas de disolución para los concentrados A y B, variando el pH de la solución lixiviante. Se observa que inicialmente la velocidad de disolución de oro es mayor en ambos casos a pH 10,5.

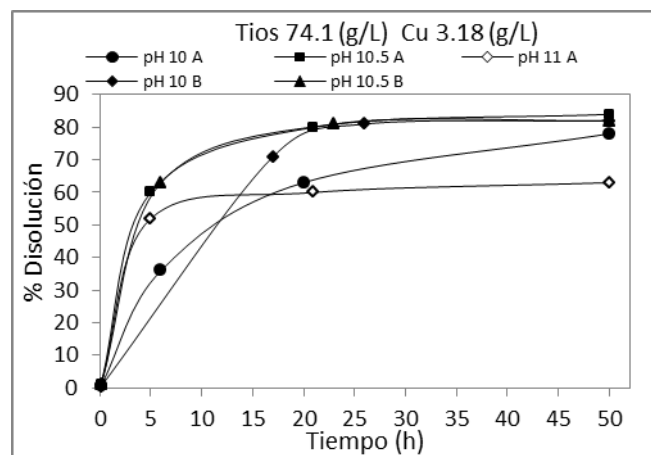


Figura 3. Cinética de disolución para los concentrados A y B, manteniendo fija en 3,18 (g/l) la concentración de cobre y 74,1 (g/l) la concentración de tiosulfato, variando el pH de la solución.

De igual forma, luego de 50 horas de proceso se alcanzaron los mayores porcentajes disolutivos de oro bajo la condición mencionada. Se estima que a este pH se minimiza la descomposición del tiosulfato, lo cual puede aumentar a pH menores y por otra parte se evita la precipitación de algún hidróxido metálico a pH mayores, los cuales podrían producir baja en la disolución, producto de su adhesión a la superficie de las partículas, actuando como una capa protectora.

4. CONCLUSIONES

Del estudio realizado es posible concluir lo siguiente.

- Es factible la disolución de oro desde concentrados polimetálicos sulfurados, con tiosulfato en medio amoniacal con ión cúprico como agente oxidante.
- Para ambos concentrados se encontró que la dosificación ideal de tiosulfato es de 74,1 (g/l); 3,18 (g/l) de ión cúprico y pH 10,5.
- Concentraciones de ión cúprico superiores a 3,18 (g/l) disminuyeron la disolución de oro, al igual que pH mayores a 10,5.

5. AGRADECIMIENTOS

Los autores del trabajo agradecen a la Universidad de Santiago el apoyo brindado a través de los proyectos Basales USA 1555-35 y USA 1555-LD.

6. REFERENCIAS

- [1] Marsden J, House I. The Chemistry of Gold Extraction, 2nd Ed. Society for Mining, Metallurgy and Exploration Inc. (SME), 2006, p. 276-281.
- [2] Zipperian D, Raghavan S, Wilson P. Hydrometallurgy. 1998; 19: 361-375.
- [3] Senanayake G. Hydrometallurgy. 2005; 77: 287-293.
- [4] Navarro P, Vargas C, Villarroel A, Alguacil F.J. Hydrometallurgy. 2002; 65: 37-42.
- [5] Guan Y, Han K. J. Electrochem. Soc. 1994; 141: 91-97.
- [6] Aylmore M, Muir D. Miner. Eng. 2001; 14 (2): 135-174.
- [7] Breuer P, Jeffrey M, "A Review of the Chemistry, Electrochemistry and Kinetics of the Gold Thiosulfate Leaching Process". En: Hydrometallurgy 2003 – Vol. I: The Minerals, Metals and Materials Society (TMS), 2003, p. 139-154.
- [8] Gámez S, De la Torre E. Revista Politécnica. 2015; 36(2): 42-48.
- [9] Senanayake G. Hydrometallurgy. 2012; 115-116: 1-20.
- [10] Grosse A, Dicinoski G, Shaw M, Haddad P. Hydrometallurgy. 2003; 69: 1-21.
- [11] Zelinsky A, Novgorodtseva O. Hydrometallurgy. 2013; 138: 79-83.
- [12] Ha V, Lee J, Huynh T, Jeong J, Pandey B,. Hydrometallurgy. 2014; 149: 118-126.
- [13] Rath R, Hiroyoshi N, Tsunekawa M, Hirajima T. European Journal of Mineral Processing and Environmental Protection. 2003; 3(3): 344-352.

MODELACIÓN DE UNA BURBUJA OXIDANTE EN LA ETAPA DE DESULFURIZACIÓN DE COBRE BLISTER

Jorge Manríquez^{1*}, Cristián Vargas¹, Juan P. Droguett¹

1: Dpto. de Ingeniería Metalúrgica, Facultad de Ingeniería, Universidad de Santiago de Chile. Santiago, Chile

* e-mail: jorge.manriquez@usach.cl

RESUMEN

Se modeló el ascenso de una burbuja de aire y aire enriquecido en cobre blister utilizando el software COMSOL Multiphysics 5.3a, con el objetivo de comprender el comportamiento de la transferencia de masa por efecto convectivo. La geometría consta de dos subdominios, uno asignado al cobre blister que contiene inicialmente de 1 [%] de azufre disuelto y 0,5 [%] de oxígeno disuelto y otro una burbuja de aire y aire enriquecido 30 y 40% de oxígeno. Para modelar la transferencia de las especies se utilizaron las interfaces de Ingeniería Química donde se definieron las ecuaciones gobernantes, y las condiciones iniciales y de contorno. Para el flujo de fluido se utilizaron las ecuaciones de conservación de momentum más la ecuación de continuidad en régimen laminar ya que presentó mejor resolución para la velocidad de ascenso. Para el transporte de masa en la burbuja se emplearon las ecuaciones de Stefan – Maxwell para especies concentradas, y para el transporte de masa en el cobre fundido se utilizó la ley de Fick para especies diluidas.

Los resultados del modelo informan los perfiles de velocidad y concentraciones de oxígeno y dióxido de azufre en la burbuja y concentraciones de azufre y oxígeno disuelto en el cobre blister fundido.

Luego del post procesado y análisis de resultados, se concluye que la desulfurización del cobre blister está controlada por la transferencia de oxígeno dentro de la burbuja desde su seno hasta la interfase de reacción. El efecto convectivo debido al ascenso de la burbuja en el baño fundido conlleva a una baja tasa de remoción de azufre y disolución de oxígeno del baño en las superficies superior y lateral de la burbuja, mientras que favorece la remoción de azufre y disolución de oxígeno en la parte inferior donde se forma una estela. Con el aumento del enriquecimiento de oxígeno, el tiempo en que se agota el oxígeno aumenta y esta mayor masa de oxígeno remueve más azufre del baño y disuelve más oxígeno.

Palabras Claves: Modelación, Cobre Blister, Desulfurización, Burbujas.

MODELING OF A OXIDIZING BUBBLE IN THE BLISTER COPPER DESULFURIZATION STAGE

ABSTRACT

The rise of an air and air enriched bubble in blister copper was modeled using COMSOL Multiphysics 5.3a software, with the aim of understanding the behavior of mass transfer by convective effect. The geometry consists of two subdomains, one assigned to blister copper that initially contains 1 [%] of dissolved sulfur and 0.5 [%] of dissolved oxygen and another one of air and air bubble enriched 30 and 40% of oxygen. To model the transfer of the species, the Chemical Engineering interfaces were used where the governing equations and the initial and contour conditions were defined. For the fluid flow, the equation of conservation of momentum plus the equation of continuity in laminar regime were used since it presented better resolution for the ascent velocity. For mass transport in the bubble Stefan - Maxwell equations for concentrated species were used, and for the transport of mass in molten copper the Fick Law for diluted species was used.

The results of the model report the velocity profiles and concentrations of oxygen and sulfur dioxide in the bubble and concentrations of sulfur and oxygen dissolved in the blister copper.

After the post-processing and analysis of results, it is concluded that the desulfurization of blister copper is controlled by the transfer of oxygen inside the bubble from its bulk to the reaction interface. The convective effect due to the rise of the bubble in the molten bath leads to a low rate of sulfur removal and oxygen dissolution of the bath on the upper and lateral surfaces of the bubble, while favoring the removal of sulfur and oxygen dissolution in the lower part where a wake is formed. With the increase of oxygen enrichment, the time in which the oxygen is depleted increases and this greater mass of oxygen removes more sulfur from the bath and dissolves more oxygen.

Keywords: Modeling, Blister Copper, Desulfurization, Bubbles.

1. INTRODUCCIÓN

El burbujeo o inyección de gases es una de las operaciones más importantes en la pirometalurgia del cobre. Existen varios estudios de transferencia de masa entre cobre fundido y burbujas de gas, que se clasifican en dos grupos. El primero se refiere al estudio una sola burbuja de gas que asciende a través del cobre fundido el cual esta aparentemente limitado por transferencia de masa dentro de la burbuja [1]; y el segundo grupo se preocupa de enjambres de burbujas o chorros de gas inyectado llamados plumas, donde dentro del reactor esta puede localmente alcanzar el equilibrio, sin afectar el seno del cobre fundido [2].

Es el caso de la pirorrefinación de Cobre blister proveniente de la fusión de concentrados y posterior conversión de la mata a blister, en donde en una primera etapa se inyecta aire o aire enriquecido para oxidar el azufre menor al 1 %, lo que implica que este se encuentra disuelto y no formando sulfuro cuproso (Cu_2S). Esta etapa está definida por el sistema $\text{Cu} - \text{S} - \text{O}$, donde el azufre y oxígeno se encuentran disueltos en el cobre líquido. El oxígeno contenido en la burbuja de aire reacciona con el azufre disuelto según.



Donde el oxígeno ingresa al baño como aire por dos toberas y cuyo flujo de ingreso resulta en un régimen de burbujas que al contacto con el azufre disuelto forman SO_2 gas, el cual es insoluble con el cobre ascendiendo como burbuja sobre el baño hasta los gases de salida dejando el horno. El oxígeno sin reaccionar puede disolverse en el cobre hasta saturarse según:



Alcanzando las 7.000 a 13.000 ppm dependiendo de la temperatura de operación y a su equilibrio con azufre y dióxido de azufre. Lo anterior puede ser esquematizado por la siguiente figura 1.

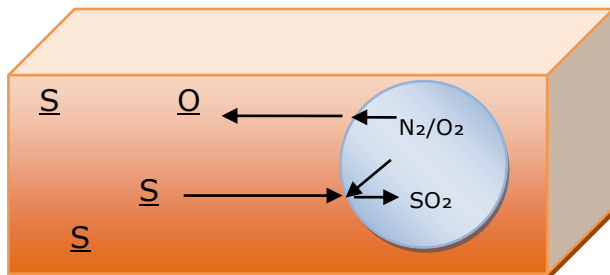


Figura 1. Volumen de Control dentro del Cobre Fundido.

La Figura 1 es un volumen de control dentro del cobre blister fundido, que muestra una sola burbuja de aire que reacciona con el azufre disuelto y forma dióxido de azufre gaseoso. El oxígeno contenido en la burbuja reacciona en la interfase y genera un perfil de concentración de oxígeno gaseoso desde el seno de la burbuja hasta la interfase donde puede reaccionar con el azufre disuelto y formar dióxido de azufre gaseoso o bien disolverse dentro del cobre blister como oxígeno atómico. El azufre disuelto reacciona en la interfase y genera un perfil de concentración de azufre disuelto desde el seno del cobre fundido hasta la interfase donde reacciona con el oxígeno gaseoso formando dióxido de azufre estableciendo un perfil de concentración desde la interfase hasta el seno de la burbuja. El volumen de control no limita con la superficie del horno ni existen otros puntos de nucleación de burbujas, por lo cual la reacción de azufre y oxígeno disueltos no se considera [3].

2. ECUACIONES GOBERNANTES Y CONDICIONES DE SIMULACIÓN

Se modela el ascenso de una burbuja de aire – aire enriquecido con 21%, 30% y 40% de oxígeno, de 3,8 [cm] de diámetro que asciende a una velocidad $U = 24,6$ [cm/s] en cobre líquido con un contenido inicial de azufre y oxígeno disueltos de $2.468,75$ [mol/m³] y $493,75$ [mol/m³] respectivamente, valores que son determinados por ecuaciones y datos bibliográficos. Las propiedades de transporte y termodinámicas son empleadas usando la base de datos del programa para aire y cobre [4], usando una temperatura de proceso de 1523 K. Para una óptima resolución y presentación de resultados, se diseñó una malla triangular libre con dos distribuciones consistente de 13.380 elementos, con una calidad mínima de 0,56 y promedio de 0,89.

Para modelar la transferencia de masa en la burbuja, esto es, transferencia de oxígeno desde el seno de la burbuja hacia la interfase y transferencia de dióxido de azufre desde la interfase hasta el seno de la burbuja, se empleó el Módulo de Transporte de Especies Concentradas, cuya ecuación es.

$$\rho \frac{\partial w_i}{\partial t} + \nabla \cdot j_i + \rho(u \cdot \nabla) w_i = R_i \quad (3)$$

Los términos corresponden a la variación temporal, difusión, convección y reacción química de la especie dentro de la burbuja. No se considera convección ni reacción química pues es heterogénea, ocurre en la interfase y no dentro de la burbuja. El término difusivo no sigue ley de Fick ya que el nitrógeno y el oxígeno no están diluidos por lo cual se emplea la ecuación de Stefan – Maxwell.

$$j_i = - \left(\rho D_i^F \nabla w_i + \rho w_i D_i^F \frac{\nabla M_n}{M_n} \right) \quad (4)$$

Donde D_i es el coeficiente de difusión (m^2/s) y M_n es el promedio de los pesos moleculares de las especies.

Para modelar la transferencia de azufre y oxígeno en el cobre líquido, se emplea el Modulo de Transporte de Especies Diluidas que ocupa la ley de Fick. Las Difusividades (D_i) y coeficientes de transferencia de masa (k_m) se rescatan de la bibliografía [5].

Tabla 1. Coeficientes de Transferencia de Masa y Difusividades de las Especies Involucradas.

Propiedades	$\underline{O}$ en $Cu(l)$	$\underline{S}$ en $Cu(l)$	O_2 - aire	SO_2 - aire	N_2 - aire
k_m [m/s]	$5,7 \times 10^{-4}$	$4,1 \times 10^{-4}$	$1,85 \times 10^{-1}$	$1,43 \times 10^{-1}$	-
D_i [m^2/s]	$9,7 \times 10^{-9}$	$5,0 \times 10^{-9}$	$3,22 \times 10^{-4}$	$3,39 \times 10^{-4}$	$1,0 \times 10^{-4}$

Los valores anteriores se emplean para las ecuaciones de transporte y para la condición de borde más resaltante en la modelación que es la transferencia de masa en la interfase dada por.

$$r_s = \frac{k_g^{SO_2}}{RT} (p_{SO_2}^e - p_{SO_2}^b) = k_l^s (C_s^b - C_s^e) \quad (5)$$

$$Y \quad r_o = \frac{k_g^{O_2}}{RT} (p_{O_2}^b - p_{O_2}^e) - \frac{k_g^{SO_2}}{RT} (p_{SO_2}^e - p_{SO_2}^b) = k_l^o (C_o^e - C_o^b) \quad (6)$$

Donde k son los coeficientes de transferencia de masa, e es equilibrio y b es seno de la fase (bulk).

Para modelar el efecto del ascenso de la burbuja a la velocidad especificada en la transferencia de masa se usó la ecuación de conservación de momentum más la ecuación de continuidad estas son:

$$\rho \frac{\partial u}{\partial t} + \rho(u \cdot \nabla) u = \nabla \cdot \left[-p \cdot I + \mu \cdot \nabla u - \frac{2}{3} \mu (\nabla \cdot u) \cdot I \right] + F \quad (7)$$

$$\frac{\partial \rho}{\partial t} + \nabla \cdot (\rho \cdot u) = 0 \quad (8)$$

Los términos corresponden a la variación temporal, momentum viscoso, momentum convectivo y fuerzas externas que generan la velocidad de flujo de fluido como una diferencia de presión o descenso gravitacional. ρ es la densidad (kg/m^3), μ la viscosidad ($Pa \cdot s$) y u la velocidad (m/s).

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

La siguiente Figura 2 presenta el efecto de la concentración de oxígeno inicial en el consumo del mismo, a los 0,20 [seg] de simulación de la desulfurización.

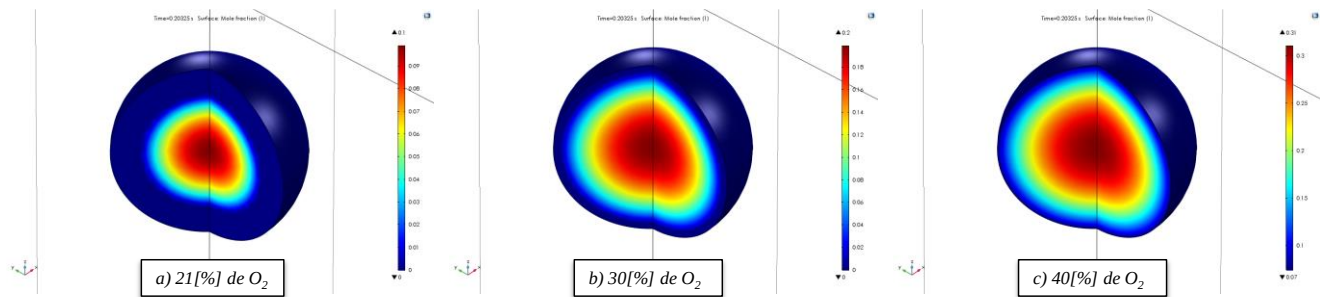


Figura 2. Efecto del enriquecimiento en el consumo de O_2 , $d_{\text{burbuja}} = 3,8$ cm.

El oxígeno una vez que ingresa con su respectiva concentración dentro de la burbuja, se consume en la interfase llegando en esta zona a una concentración igual a cero lo que indica que la velocidad de reacción química es alta. Después de esta condición inicial, se presenta un perfil descendente de oxígeno desde el seno de la burbuja hasta la interfase de reacción burbuja - baño. A los 0,20 [seg] de simulación el consumo de oxígeno es significativo y es mayor cuando la concentración inicial es mayor, lo que conlleva a que los tiempos de agotamiento aumenten con el enriquecimiento, siendo de 0,29; 0,35 y 0,43 [seg] para 21, 30 y 40 % de O_2 , respectivamente. Debido al alto consumo del oxígeno gaseoso, un enriquecimiento mayor favorece la desulfurización, ya que ésta ocurre a una tasa constante, pero por un mayor tiempo.

La Figura 3 presenta el efecto de la concentración de oxígeno inicial en la generación de SO_2 , a los 0,20 [seg] de simulación de la desulfurización.

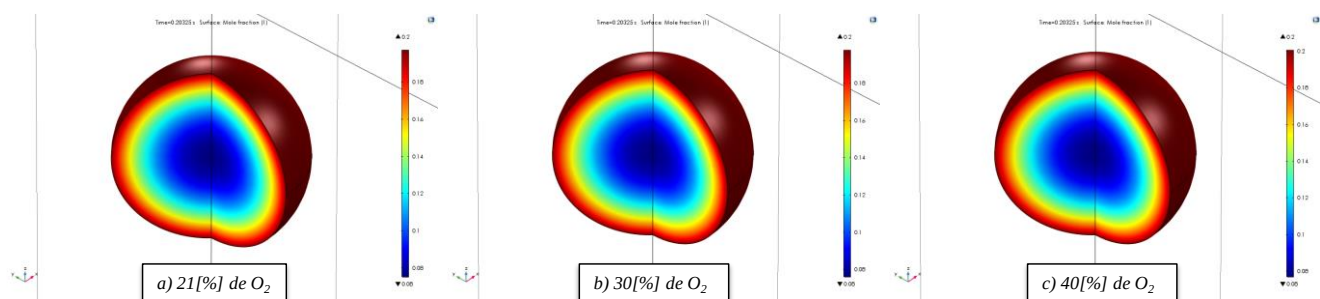


Figura 3. Efecto del enriquecimiento en la generación de SO_2 , $d_{\text{burbuja}} = 3,8$ cm.

Se genera un perfil ascendente de dióxido de azufre desde el seno de la burbuja hasta la interfase de reacción burbuja - baño. Al tiempo que se consume el oxígeno se genera dióxido de azufre hasta que alcanza su valor máximo y ocupando el volumen del oxígeno completamente consumido. El perfil de concentración de dióxido de azufre es independiente del enriquecimiento de oxígeno ya que la generación está determinada por transferencia de masa de oxígeno.

La Figura 4 presenta el efecto de la concentración inicial de oxígeno en la burbuja en la remoción de azufre del cobre fundido, a los 0,20 [seg] de simulación de la desulfurización. El perfil de concentración de azufre disuelto es independiente del enriquecimiento de oxígeno ya que su remoción está determinada por transferencia de masa de oxígeno. En el polo superior no hay transferencia de masa de azufre. La zona de mayor remoción de azufre se encuentra en la estela bajo el polo inferior de la burbuja donde alcanza un mínimo 2.450 [mol/m³]. Este valor es menor al inicial, es decir, se ha removido S. Esta es la zona de mayor desulfurización. En la parte lateral de la burbuja la desulfurización es muy leve y la concentración de azufre es levemente menor a la inicial 2.468 [mol/m³].

La Figura 5 presenta el efecto de la concentración inicial de oxígeno en la burbuja en la disolución de oxígeno en el cobre fundido, a los 0,20 [seg] de simulación de la desulfurización.

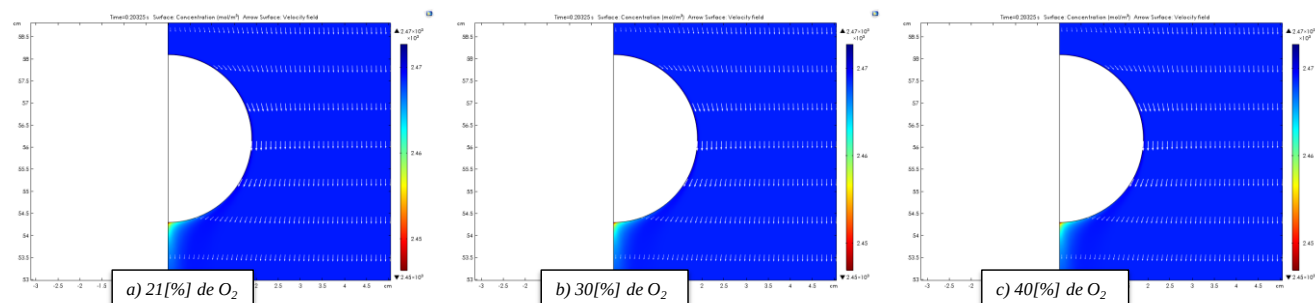


Figura 4. Efecto del enriquecimiento en la remoción de S del baño fundido, $d_{\text{burbuja}} = 3,8 \text{ cm}$.

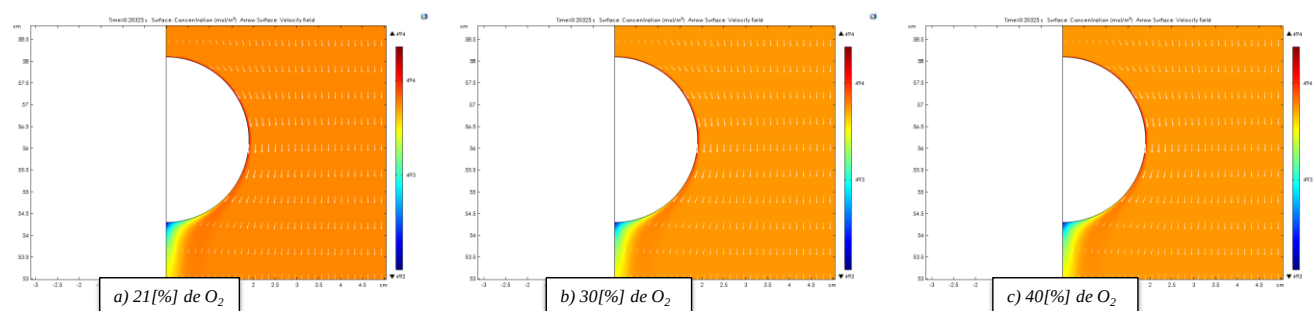


Figura 5. Efecto del enriquecimiento en la disolución de oxígeno en el baño fundido, $d_{\text{burbuja}} = 3,8 \text{ cm}$.

El perfil de concentración de oxígeno disuelto es independiente del enriquecimiento de oxígeno ya que la disolución de oxígeno está determinada por transferencia de masa de oxígeno en la burbuja. En el polo superior no hay transferencia de masa de oxígeno. La zona de mayor disolución de oxígeno se encuentra en la estela bajo el polo inferior de la burbuja donde alcanza un máximo de $494 \text{ [mol/m}^3\text{]}$.

4. CONCLUSIONES

El efecto convectivo debido al ascenso de la burbuja en el baño fundido conlleva a una baja tasa de remoción de S y disolución de O del baño en el polo superior y superficie lateral de la burbuja, mientras que favorece la remoción de S y disolución de O en el polo inferior donde se forma una estela.

El enriquecimiento no tiene un efecto sobre la tasa de desulfurización, disolución de oxígeno y generación de dióxido de azufre ya que el proceso está controlado por transferencia de masa de oxígeno dentro de la burbuja.

No obstante, lo anterior, con el aumento del enriquecimiento, el tiempo en que se agota el oxígeno aumenta y esta mayor masa de oxígeno remueve más azufre del baño y disuelve más oxígeno y esto favorecería la reacción química de azufre con oxígeno disueltos donde se favorezca la nucleación y crecimiento de burbujas.

Aumentando el número de burbujas la desulfurización aumenta.

5. AGRADECIMIENTOS

Los autores expresan su gratitud a la Universidad de Santiago de Chile por el patrocinio otorgado a través del proyecto DICYT (050614MF) y de los proyectos basales USA 1555-35 y USA 1555-25.

6. REFERENCIAS

- [1]. Alyaser A.H., Brimacombe J.K. Metall. Mater. Trans. B. 1995; 26 (1): 25-35.
- [2]. Krag P, Imrie W, Berkoe J, "Anode Furnace Practice for High-Sulphur Blister", En: EDP Congress 1994, Proceedings of TMS Annual Meeting; February 27th-March 3rd, 1994, p. 255-267.
- [3]. Coudurier L, Wilkomirsky I, Fundamentos de los Procesos Metalúrgicos. Editorial: Concepción: Universidad de Concepción, Depto. Metalurgia, 1971, p.324.
- [4]. COMSOL Multiphysics 5.3a, 2018, License Number: 2089347, Version: 5.3a, Stockholm, Sweden.
- [5]. Fukunaka Y, Nishikawa K, Sohn H.S., and Asaki Z. Metall. Mater. Trans. B. 1991; 22 (1): 5-11.

ESTUDIOS DEL COMPORTAMIENTO DE MINERALES SULFURADOS DE RENIO FRENTE AL USO DE TOSTACIONES CON REDUCCIONES CARBOTÉRMICAS

Ivana Orozco¹, Vanesa Bazan², Elena Brandaleze³

- 1: Facultad de Ingeniería, Instituto de Investigaciones Mineras, Universidad Nacional de San Juan San Juan, Argentina
2: CONICET, Instituto de Investigaciones Mineras, Facultad de Ingeniería, Universidad Nacional de San Juan, San Juan, Argentina
3: Facultad de Ingeniería, Departamento de Metalurgia, Universidad Tecnológica Nacional de San Nicolás, Buenos Aires, Argentina.

* e-mail: iorozco@unsj.edu.ar

RESUMEN

La obtención de renio a nivel industrial se realiza con técnicas pirometalúrgicas, como la tostación. Actualmente la manufactura del renio procede de la tostación de sulfuros polimetálicos provenientes de procesos operacionales previos, como la flotación. Sin embargo debido a los inconvenientes medio ambientales que presenta la tostación de sulfuros se busca la aplicación de nuevos procesos, como la tostación con reducción carbotérmica [1,2]. La cual tiene el fin de obtener una calcita con alto contenido en la recuperación de renio y con bajos costos de operación. Esperando lograr buenas respuestas medio ambientales, es decir sin liberación a la atmósfera de gases contaminantes, como el SO₂ (Anhídrido Sulfuroso).

Operacionalmente la tostación con reducción carbotérmica, utiliza un agente captador de azufre como son CaO (Óxido de Calcio), CaCO₃ (Carbonato de Calcio) o Na₂CO₃ (Carbonato de Sodio) y un agente reductor como el C (Carbón); impidiendo la liberación de SO₂ (Anhídrido Sulfuroso) a la atmósfera [2, 3, 4]. Este trabajo tiene como objetivo el uso de la tostación con reducción carbotérmica para dejar retenido el renio en la calcita. Este fin se logra mediante un estudio exhaustivo de las variables operacionales de la tostación, como son temperaturas, tiempos, relaciones molares de C (Carbón) y CaO (Óxido de Calcio) con respecto al Renio. Destacando que cuando se logran las mejores recuperaciones de Re se obtienen respectivamente las óptimas condiciones operacionales. [6,7]

Los ensayos de tostación con reducción carbotérmica se aplicaron a minerales sulfurados de Molibdeno-Cobre-Renio. En función de ello se diagramaron: variación de temperatura, evaluada desde 300 °C a 600 °C, variación de tiempos desde 10, 20, 30, 45, 60 hasta 90 min. Para una razón molar constante del CaO y del C con respecto al elemento al Re (Re:CaO:C), igual a 1:0,5:1.

Es importante destacar que para la tostación con reducción carbotérmica debe analizarse en conjunto las variables de temperaturas, tiempos y relaciones molares. Concluyendo que de acuerdo a estas variaciones se determinó las condiciones óptimas operacionales como: relación molar de 1:0,5:1 con respecto al Re (renio), temperatura de trabajo correspondiente a los 400 °C y un tiempo óptimo de tostación de 30 minutos. Obteniendo recuperaciones con valores del 90% de Re (renio) en la calcina.

Palabras Claves: renio, tostación, sulfuros.

STUDIES OF THE BEHAVIOR OF SULPHIDES MINERALS OF RHENIUM FRONT TO THE USE OF ROASTING WITH CARBOTHERMAL REDUCTION

ABSTRACT

Obtaining an industrial level is done with pyrometallurgical techniques, such as roasting. Currently, rhenium manufacturing comes from the roasting of polymetallic sulphides from previous operational processes, such as flotation. However, due to the environmental drawbacks of roasting sulfides, the application of new processes, such as carbonated reduction roasting, is sought [1]. This has the purpose of obtaining a calcite with high content of rhenium and with low operating costs. Expecting to achieve good environmental responses, ie without releasing pollutant gases into the atmosphere, such as SO₂ (Sulfur Anhydride).

Operationally the roasting with carbothermal reduction, uses a sulfur capture agent such as CaO (Calcium Oxide), CaCO₃ (Calcium Carbonate) or Na₂CO₃ (Sodium Carbonate) and a reducing agent such as C (Carbon); preventing the release of SO₂ (Sulfur Anhydride) into the atmosphere [2].

The objective of this work is to use carbonaceous reduction to retain the rhenium in the calcite. This goal is achieved through an exhaustive study of the operational variables of roasting, such as temperatures, times, molar ratios of C (Carbon) and CaO (Oxide of Calcium) with respect to the Rhenium. Emphasizing that when the best recoveries of Re are achieved, optimal operational conditions are obtained respectively.

Trials of roasting with carbothermic reduction applied to molybdenum-copper - rhenium sulfide minerals. Based on this, they plotted: temperature variation, evaluated from 300 °C to 600 °C, variation of times from 10, 20, 30, 45, 60 to 90 min. For a constant molar ratio of CaO and C with respect to the element to Re (Re: CaO: C), equal to 1: 0.5: 1.

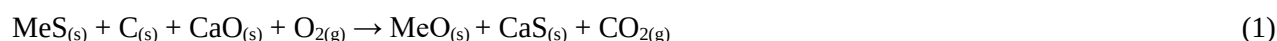
It is important to note that for roasting with carbothermal reduction the variables of temperatures, times and molar ratios must be analyzed together. Concluding that according to these variations the optimal operational conditions were determined as: molar ratio of 1: 0.5: 1 with respect to Re (rhenium), working temperature corresponding to 400 °C and an optimal roasting time of 30 minutes. Obtaining recoveries with values of 90% of Re (rhenium) in the calcine.

Keywords: Rhenium, roasting, sulfhides.

1. INTRODUCCIÓN

Con el avance de las nuevas tecnologías, ha surgido la necesidad de encontrar elementos con propiedades y características prometedoras; un ejemplo de ello es el Renio. El renio es un metal que industrialmente cuenta con distintos métodos de obtención. El más utilizado, es mediante la tostación de la molibdenita. Esto es posible, dado que las propiedades químicas del renio permiten que a temperaturas superiores a los 400 °C volatilice en forma de heptaóxido de renio (Re_2O_7), el cual abandona el horno de tostación junto con los gases de chimenea (SO_2). El mecanismo de obtención del renio en la metalurgia extractiva viene asociado a la producción del molibdeno, siendo él un subproducto del mismo.

Sin embargo los métodos pirometalúrgicos convencionales generan altas concentraciones en los valores de contaminación ambiental provocadas por las emanaciones de SO_2 , entonces surge el desarrollo de nuevas tecnologías llamadas limpias, como por ejemplo la tostación con reducción carbotérmica, estudiado por LLOVERAS et al [1] y por PADILLA et al [2]. Siendo un factor de estudio en la obtención de renio mediante métodos pirometalúrgico innovadores. Según lo estudiado por PADILLA et al [2,3], la reacción global que gobierna la tostación con reducción carbotérmica en presencia de oxígeno se detalla en la ecuación 1. En ella se muestra un agente captador de azufre, siendo seleccionado el CaO y el agente reductor como el C.



En el presente trabajo se estudia el uso de tostaciones con reducción carbotérmica aplicada a la obtención de renio en presencia de altas concentraciones de cobre y molibdeno, sin la liberación de ningún tipo de gases contaminantes a la atmosfera.

2. PARTE EXPERIMENTAL

La muestra en estudio es un concentrado sulfurado denominado M₃, proveniente de flotaciones diferenciales. Se caracterizaron por análisis químicos y mineralógicos, antes y después de la tostación con reducción carbotérmica.

La composición mineralógica se determinó en muestras sulfuradas mediante técnicas de difracción de rayos X, identificando fases cristalinas mayoritarias presentes. El equipo utilizado es un difractómetro Philips X'Pert WP 1011. El estudio estructural se lleva a cabo por microscopía óptica utilizando un microscopio Olympus GX 51 con analizador de imágenes Leco IA32 y microscopía electrónica de barrido (SEM) y análisis EDS con un equipo FEI Quanta 200.

La composición química, se cuantifico mediante técnicas volumétricas con ataque de digestión ácida y posterior lectura con espectrofotometría de absorción atómica, en el equipo Perkin Elmen PinAAcle 900T y técnicas espectroscópicas de ICP-OES en el equipo Perkin Elmen 7300 DV. La determinación de azufre total, se realizó mediante gravimétrica de precipitación para minerales sulfurados.

En función de los resultados obtenidos, de los análisis químicos y mineralógicos se diagramaron los siguientes ensayos de tostación con reducción carbotérmica como: variaciones de temperatura, desde 300 °C a 600 °C; variación de tiempo se corrieron las muestras para los tiempos de 10, 20, 30, 45, 60 hasta 90 min, con un

aumento progresivo 50°C. Tanto las variaciones de temperatura como de tiempos se realizaron para la razón molar constante del CaO y del C con respecto al elemento Re (Re:CaO:C), igual a 1:0,5:1.

La caracterización química y mineralógica de los productos obtenidos se obtuvo procediendo de la misma manera que se indica en el ítem anterior.

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

El análisis mineralógico del concentrado determinó la disposición del molibdeno como molibdenita (MoS_2), la cual se encuentra en gran porcentaje como partículas libres; en cuanto al hierro lo encontramos en menor proporción como piritita (FeS_2) y calcopiritita (CuFeS_2). Se muestra el análisis de difracción de rayos X correspondiente a M_3 representado en la Figura 1. El estudio estructural por microscopía óptica (SEM+EDS) para el Re, Mo y Cu se muestran a continuación en las Figura 2, 3, 4 y 5.

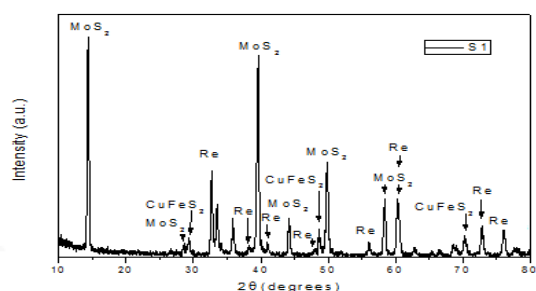


Figura 1: Análisis de DRX del concentrado M_3

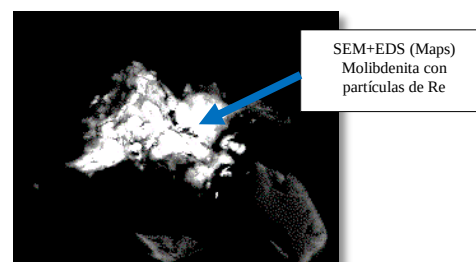


Figura 2: Análisis de SEM/EDS del concentrado M_3

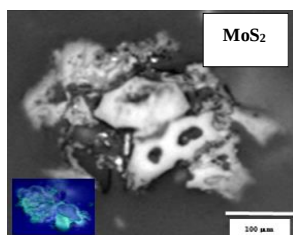


Figura 3: Análisis de SEM/EDS del concentrado M_3

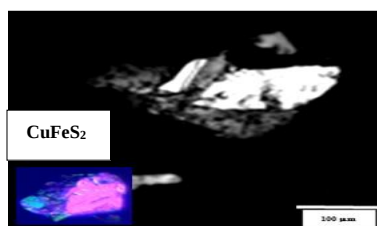


Figura 4: Análisis de SEM/EDS del concentrado M_3

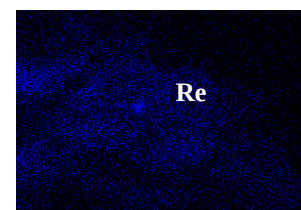


Figura 5: Análisis de SEM/EDS del concentrado M_3

La composición química de la muestra sin tostar se puede observar en la Tabla 2. El concentrado obtenido revela valores acordes a los esperados de su origen, concentraciones altas de Mo, Cu y Fe; pero bajas en Re.

Tabla 2. Análisis químico del concentrado

	Cu	Fe	Re	Mo	Al	Pb	Si	Mn	Ca	Mg	Zn
	ug/g	ug/g	ug/g	ug/g	ug/g	ug/g	ug/g	ug/g	ug/g	ug/g	ug/g
M_3	9124	13240	1009	52170	4276	N/D	1364	72,9	2567	1557	163,1

De los ensayos de tostación diagramados se obtuvieron los resultados expuestos en la Figura 6 y 7. La Figura 6 estudia el comportamiento del Re en función de las temperaturas. En ella se destaca que la tasa de oxidación es mayor para la temperatura de 400 °C. En cambio para temperaturas superiores a 400 °C las concentraciones de Re disminuyen considerablemente, producto de la formación de los diferentes compuesto del Re para cada temperatura de tostación [5,6,7]. Es importante remarcar la formación de compuestos en paralelo al Re, producidos por la tostación del Cu y Mo. Los cuales se generan en el rango de trabajo para las variables de temperaturas y tiempo de tostación, mostrando importantes oscilaciones.

Según bibliografía citada el comportamiento del Re durante la tostación, conduce a la oxidación del sulfuro de renio (ReS_2) a heptaóxido de renio (Re_2O_7), siendo la reacción fuertemente exotérmica y espontánea. Donde el

heptaóxido de renio (Re_2O_7) es un compuesto muy volátil, que comienza a volatiliza a partir de los 350 °C. La volatilización del renio ocurre principalmente hacia el final de la eliminación del azufre, y es paralela al inicio de formación de trióxido de molibdeno (MoO_3), se forma solo a temperaturas sobre 600 °C. Según [6,7]. La posible reacción química involucrada a temperaturas inferiores para el Re es:



En función de los resultados obtenidos en la Figura 6 y por la ecuación química (2) se selecciona la temperatura de trabajo óptima en 400 °C, dado que el metal de interés indudablemente es el Re.

Para la Figura 7 se estudia el comportamiento del Cu y Mo en función de las temperaturas, estos elementos según el estudio mineralógico y químico son mayoritarios en la muestra en estudio, por lo tanto deben considerarse. Se observa como el Cu a medida que aumenta la temperatura su recuperación aumenta; pero para el Mo la respuesta es diferente, para temperaturas superiores a los 450 °C la recuperación disminuye.

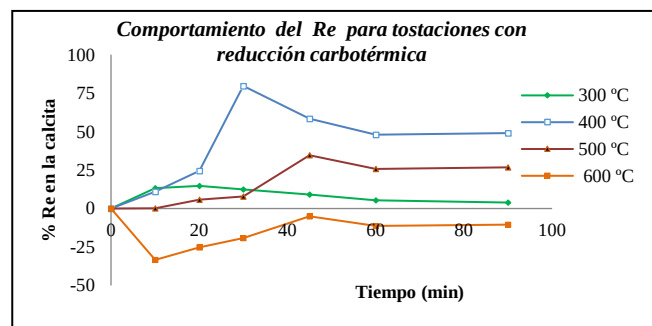


Figura 6. Comportamiento del Re a diferentes temperaturas, desde 300 °C a 600 °C una relación molar de Re:CaO:C = 1:0,5:1 y tiempo total de 90 min.

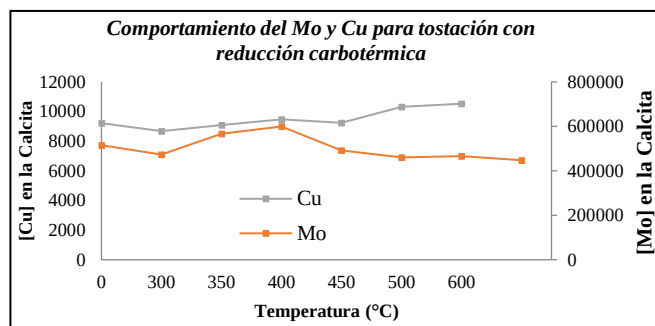
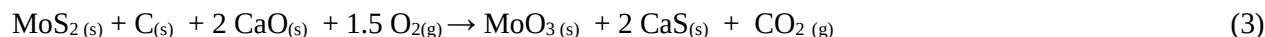
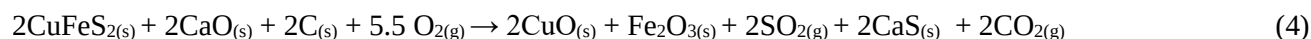


Figura 7. Comportamiento del Mo y Cu a diferentes temperaturas, desde 300 °C a 600 °C una relación molar de Re:CaO:C = 1:0,5:1 y tiempo 90 min.

Para la reducción carbotérmica los comportamientos mostrados en las Figuras 7 son justificables según la bibliografía citada por la importancia de la secuencia de reacciones de reducción carbotérmica depende de la temperatura a la que se efectúa la reducción y del sulfuro metálico en sí [3,4]. Para el caso del Mo la tostación carbotérmica del MoS_2 conduce a la oxidación del sulfuro de molibdeno a MoO_3 , siendo la reacción fuertemente exotérmica. En ausencia de oxígeno, en el sulfuro toma lugar la reacción de retroceso y el trióxido de molibdeno se reducen a dióxido de molibdeno MoO_2 . Cuando la concentración de MoO_3 disminuye, el dióxido de molibdeno se oxida a trióxido. La ecuación química (3) de reducción para el molibdeno es:



Simultáneamente, otros minerales sulfurados como la calcopirita son oxidados por el oxígeno del aire. Presentan la siguiente reacción química:



Es importante considerar la concentración de molibdeno y cobre en el concentrado, dado que las reacciones de formación de molibdatos entre cobre y trióxido de molibdeno durante la tostación están restringido por el área superficial directa de contacto; característico de las reacciones sólido-sólido. No obstante, la reacción entre óxidos básicos y el vapor de trióxido de molibdeno, no está restringida y puede correr en forma rápida. También llevándose con ellos el renio.

En la Figura 8 puede observarse el DRX para la calcita obtenida para las condiciones de temperatura 400 °C, relación molar de Re:CaO:C = 1:0,5:1 y tiempo de tostación de 30 min. El análisis de DRX informa que se logra obtener ReO_3 en la calcita, correspondiéndose con la ecuación química 6. Según la bibliografía citada el C interviene en la reacción expuesta en la ecuación 2 como captador del oxígeno, mientras que el CaO es un importante componente de la reacción para la obtención del ReO_3 , ya que la función del CaO es de retener al azufre, se puede inferir que la variable operacional condicionante es la temperatura de tostación, correlacionándose con el diagrama de estabilidad, mostrado en la Figura 9.

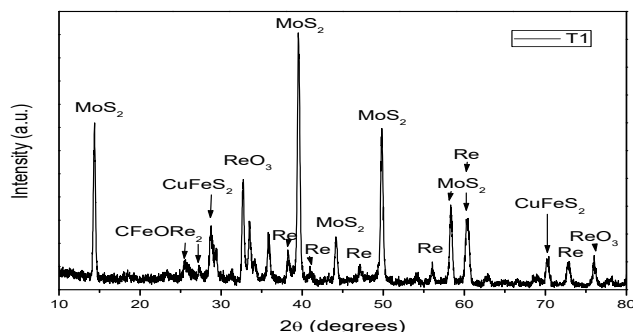


Figura 8: Análisis de DRX de la calcita M_3

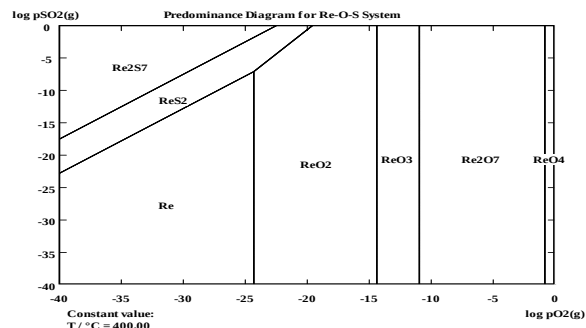


Figura 9: Diagrama de estabilidad del sistema Re-S-O para una presión parcial de pO_2 0.001.

4. CONCLUSIONES

Para el proceso de tostación con reducción carbotérmica las variables operacionales son temperaturas, tiempos y relaciones molares. Sin embargo es importante destacar que la variable condicionante es la temperatura, donde juega un papel significativo durante la reducción directa de sulfuros metálicos. Esto se concluye según se demuestra en los ensayos experimentales presentados, en conjunto con su análisis teórico indican que un aumento en la temperatura incrementa drásticamente la velocidad de reducción, modificando la especie química que se forma para el Renio.

Entonces se concluye que de acuerdo a las variaciones corridas se obtuvieron ternas de datos conformadas por: relación molar; temperatura y tiempo. Se determinó que las condiciones óptimas operacionales fueron de: relación molar de 1:0,5:1 con respecto al Re, temperatura de trabajo correspondiente a los 400 °C y un tiempo óptimo de tostación de 30 minutos. Para temperaturas superiores a los 500 °C se produce la volatilización del metal Re como óxido, bajo la forma de Re_2O_7 , para ambas tostaciones el comportamiento es el mismo.

El C interviene en la reacción expuesta en la ecuación 2 como captador del oxígeno, mientras que el CaO es un importante componente de la reacción para la obtención del ReO_3 , ya que la función del CaO es de retener al azufre. Esto hace pensar que el uso de una cantidad de CaO mayor al estequiométrico no incide mayormente en la velocidad de reducción de los sulfuros analizados mientras que el uso de carbón en exceso es necesario para generar la reducción.

Es importante considerar la concentración de molibdeno y cobre, donde las reacciones de formación de molibdatos entre cobre y trióxido de molibdeno durante la tostación pueden captar el renio con ellos, desfavoreciendo el objetivo de estudio.

5. REFERENCIAS

- [1] Lovera D, Núñez J, Pablo, Zegarra N, J. "Reducción carbotérmica de la calcopirita sin emisión contaminante". Revista del Instituto de Investigaciones de la Facultad de Geología, Minas, Metalurgia, y Ciencias Geográficas. 2000; 3: 07-12.
- [2] Padilla R.. "Reducción carbotérmica de sulfuros metálicos", Revista del Instituto de Investigaciones de la Facultad de Geología, Minas, Metalurgia, y Ciencias Geográficas. 2002; 5: 59-65.
- [3] Padilla R, Ruiz M. C., Sohn H. Y. "Reduction of molybdenite with carbon in the presence of lime". Metallurgical and Materials Transaction. 1997; 28: 265-274.
- [4] Orozco I., Bazán V., Diaz A, P. Sarquis. "Reducción carbotérmica de minerales sulfurados". En: 11º Congreso Binacional de Metalurgia y Materiales. SAM / CONAMET. Rosario(Argentina), 2011, p. 123-130.
- [5] NUÑEZ P., ZEGARRA J., PUENTE L. "Reducción carbotérmica de la calcopirita sin emisión contaminante". Revista del Instituto Investigaciones Facultad de Geología, Minas Metalurgia, y Ciencias Geográficas. 2000; 3: 70-82.
- [6] Juneja J., Singh Sohan, Bose D. "Investigations on the extraction of molybdenum and rhenium values from low grade molybdenite concentrate". Hydrometallurgy. 1996; 41: 201-209.
- [7] Abisheva Z., Zagorodnyaya A., Bekturganov N. "Review of technologies for rhenium recovery from mineral raw materials in Kazakhstan. En: Hydrometallurgy. 2011; 109: 1-8.

ESTUDIO DEL COMPORTAMIENTO DE AGENTES PRECIPITANTES DEL URANIO

Ivana Orozco¹, Santiago Avendaño¹, Andrea Díaz¹

1: Facultad de Ingeniería, Instituto de Investigaciones Mineras, Universidad Nacional de San Juan San Juan, Argentina

* e-mail: iorozco@unsj.edu.ar

RESUMEN

De acuerdo con las necesidades de recursos energéticos en los últimos años y a las restricciones en las importaciones de uranio; surge la necesidad de llevar a cabo procesos de beneficios de minerales de uranio existentes en la Argentina. Una técnica ventajosa resulta ser la lixiviación alcalina, posteriormente su precipitación.

El presente trabajo tiene como objetivo realizar una investigación aplicada sobre las condiciones óptimas que permitan la máxima recuperación de uranio a partir de licores obtenidos de lixivitaciones alcalina. Para lograr esto, se desarrolla un diseño experimental que plantea las condiciones operacionales para las cuales se obtiene la máxima precipitación de uranio a partir de los licores alcalinos. Se investiga tres mecanismos diferentes de precipitación a saber.

El primero utiliza un agentes oxidantes fuertes como el peróxido de hidrogeno en exceso [1,2]. Donde estequiométricamente, se utilizó 0,9 g de H₂O₂ (peróxido de hidrogeno) en condiciones ácidas, obteniendo la precipitación de uranio como UO₂*2H₂O. Se alcanzó una respuesta en la recuperación para el agente precipitante del H₂O₂ del 87%.

En el segundo mecanismo se adiciona un agente precipitante como es el NaF (fluoruro de sodio) en medio alcalino [3], sin modificación del pH de los licores lixiviados, generando un compuesto insoluble como es el NaUF₆. Para las condiciones operacionales estudiadas se alcanzó una respuesta en la recuperación para el agente NaF del 95%.

El tercer mecanismo utiliza NH₄OH (hidróxido de amonio) para precipitar uranio [4] como (NH₄)₂U₂O₇, diuranato de amonio o ADU, en condiciones levemente alcalinas, obteniendo las óptimas condiciones operacionales, para las cuales se alcanzó una recuperación del 90%.

Si comparamos las recuperaciones de los tres agentes precipitantes estudiados, el que brindo mejor respuesta fue el segundo método, es decir, con el uso del agente precipitante del Fluoruro de sodio (NaF). Se destaca eficientemente con una recuperación de uranio del 95 %, para las condiciones de trabajo de concentración de 0,35M NaF y temperatura de 25 °C, con tiempos de agitación de 30 minutos.

Palabras Claves: uranio, precipitación, agentes precipitantes.

STUDY OF THE BEHAVIOR OF PRECIPITATING AGENTS OF URANIUM

ABSTRACT

In accordance with the needs of energy resources in recent years and the restrictions on uranium imports; The need arises to carry out processes of benefits of uranium minerals existing in Argentina. An advantageous technique turns out to be alkaline leaching, then its precipitation.

The objective of this work is to carry out an applied research on the optimal conditions that allow the maximum recovery of uranium from liquors obtained from alkaline leaching. To achieve this, an experimental design is developed that establishes the operational conditions for which the maximum precipitation of uranium from alkaline liquors is obtained. Three different precipitation mechanisms are investigated viz.

The first uses strong oxidizing agents such as hydrogen peroxide in excess [1, 2]. Where stoichiometrically, 0.9 g of H₂O₂ (hydrogen peroxide) was used in acidic conditions, obtaining the precipitation of uranium as UO₂*2H₂O. A recovery response was achieved for the H₂O₂ precipitating agent of 87%.

In the second mechanism, a precipitating agent such as NaF (sodium fluoride) is added in an alkaline medium [3], without changing the pH of the lixivated liquors, generating an insoluble compound such as NaUF₆. For the operational conditions studied, a recovery response was achieved for the 95% NaF agent.

The third mechanism uses NH₄OH (ammonium hydroxide) to precipitate uranium [4] such as (NH₄)₂U₂O₇, ammonium diuranate or ADU, under slightly alkaline conditions, obtaining the optimal operational conditions, for which a 90% recovery was achieved.

If we compare the recoveries of the three precipitating agents studied, the one that gave the best response was the second method, that is, with the use of the precipitating agent of sodium fluoride (NaF). It stands out efficiently with a recovery of uranium of 95%, for the working conditions of concentration of 0,35M NaF and temperature of 25 °C, with stirring

times of 30 minutes.

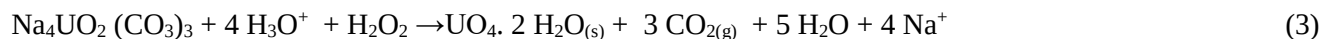
Keywords: uranium, precipitation, precipitating agents.

1. INTRODUCCIÓN

La lixiviación alcalina está adquiriendo un mayor desarrollo. Debido a su comportamiento poco corrosivo y no contaminante, ha desarrollado un papel importante cuando se aplica lixivitaciones in situ. Los reactivos alcalinos utilizados son $\text{Na}_2\text{CO}_3/\text{NaHCO}_3$, según bibliografía citada [1]. Por ende para condiciones de pH alcalino el uranio se encuentra estable en solución. Las reacciones químicas preponderantes en condiciones alcalinas son las ecuaciones 1 y 2.



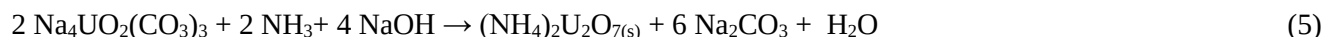
Para llevar a cabo la precipitación del uranio el primer reactivo que se investiga es el peróxido de hidrogeno. El cual si se analiza en exceso estequiométrico, la ecuación química que representa el mecanismo de precipitación es ejemplificado por la ecuación 3. La reacción química 3 se logra cuando se obtienen las condiciones de pH débilmente ácida. La concentración de ácido a agregar se establece según lo indica la estequiometría de la reacción. Una segunda condición es la concentración en exceso de H_2O_2 , se determina con el análisis estequiométrico de la siguiente reacción, según bibliografía [3].



Cuando se utiliza fluoruro de sodio como agente precipitante se destaca un segundo mecanismo de precipitación. Se adiciona NaF [6] en medio alcalino, sin modificación del pH de los licores lixiviados, generando el compuesto insoluble NaUF_6 . La reacción química que gobierna el mecanismo de precipitación, según la bibliografía citada, es:



Cuando la precipitación de uranio se lleva a cabo utilizando amoníaco en disolución acuosa en una concentración 8N, a 50°C [7] y a pH levemente ácido [8]. Las variables importantes son la relación volumétrica entre la solución de uranio y el agente precipitante. La reacción química es representada en la ecuación 5:



Este trabajo aborda cada uno de los mecanismos de precipitación citados anteriormente, analizando los comportamientos y recuperaciones del uranio con respecto a los agentes precipitantes estudiados.

2. PARTE EXPERIMENTAL

La muestra sólida de cabeza fue caracterizada mineralógica y químicamente previa al proceso de lixiviación alcalina. La metodología aplicada en la cuantificación química de U, Fe, Al, Na, K, Mo, V, Mn, Ca y Mg, consistió en una disgregación total de la muestra a analizar, realizando un ataque multiácido (HF , HCl ; HNO_3 , HClO_4) y la cuantificación de analitos se llevó a cabo por Espectrometría de Emisión (ICP – OES), en un equipo Perkin Elmen 7300 DV. Los difractogramas de rayos X fueron obtenidos usando un difractómetro Rigaku Geigerflex operado a 30 kV y 25 mA.

Con los resultados obtenidos de la caracterización química y mineralógica la muestra sólida de cabeza se trató mediante lixiviación alcalina. Se utilizaron los siguientes reactivos lixiviantes Na_2CO_3 y NaHCO_3 . La relación entre ambos reactivos fue de 100 kg $\text{Na}_2\text{CO}_3/\text{t}$ de mineral y 50 kg NaHCO_3/t de mineral.

Los licores de uranio obtenidos de la lixiviación alcalina continúan el proceso metalúrgico mediante precipitación en Bach con agitación y variación de temperatura para diferentes tiempos de contacto. Los agentes precipitantes en estudio son tres respectivamente, un agente oxidante fuerte como el peróxido de hidrogeno, un agente precipitante como el fluoruro de sodio y por último otro agente precipitante como el hidróxido de amonio.

El primer proceso utiliza un agentes oxidantes fuertes como el peróxido de hidrogeno en exceso. Donde estequiométricamente, se utilizó 0,9 g de H_2O_2 (peróxido de hidrogeno), obteniendo la precipitación de uranio como $\text{UO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$. Las variables de trabajo son condiciones de pH débilmente ácidas, para valores

comprendidos entre 2,5 y 4 y tiempos de reacción con exposición del mineral de 1, 2, 3 y 4 hrs. Las temperaturas de trabajo son de 25 °C, 50 °C y 60 °C para una velocidad de agitación constante de 400 rpm. En el segundo mecanismo se adiciona un agente precipitante como es el NaF (fluoruro de sodio) en medio alcalino, sin modificación del pH de los licores lixiviados, generando un compuesto insoluble como es el NaUF₆. Para ello se trabajó con 30 minutos de agitación, con distintas concentraciones del agente precipitante de 0,03125M; 0,0625; 0,125M; 0,250M, 0,300M y 0,350M respectivamente y a temperaturas de 25 y 75 °C. El tercer mecanismo utiliza NH₄OH (hidróxido de amonio) para precipitar uranio como (NH₄)₂U₂O₇, diuranato de amonio o ADU, en condiciones levemente alcalinas, para un valor de pH 7,5. Se agitó durante 60 minutos, a temperaturas de 25; 60; 80 y 90 °C y variando la relación entre el volumen de muestra y el volumen de agente, a saber R= 2:1; R= 4:1 y para R= 6:1.

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Los resultados del análisis mineralógico de la muestra solida de cabeza se presentan en las Figura 1, en general la muestra está compuesta mayormente por pechblenda y otros sulfuros asociados, como pirita. La pechblenda aparece generalmente en forma masiva, diseminada en granos en la matriz de la arenisca o como relleno en microfracturas de pirita o material carbonáceo. Exhibe texturas coloformes en bandas concéntricas asociadas a un fracturamiento radial. La pirita es el sulfuro predominante en la arenisca, con cristales dispersos en la matriz de formas subhedrales-anhedrales y también como agregados framboidales. Para el análisis con difracción de rayos x según se observa en la Figura 2, la muestra original donde se identifica óxidos de uranio, cuarzo, calcita y sulfatos no se observan por estar presentes en concentraciones menores al 5%.

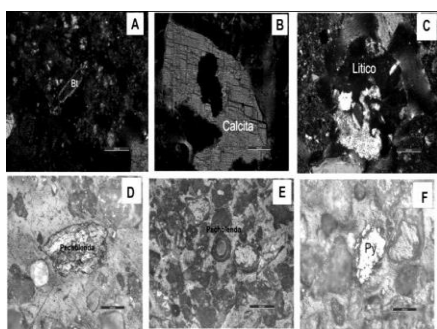


Figura 1: Microscopia electrónica.

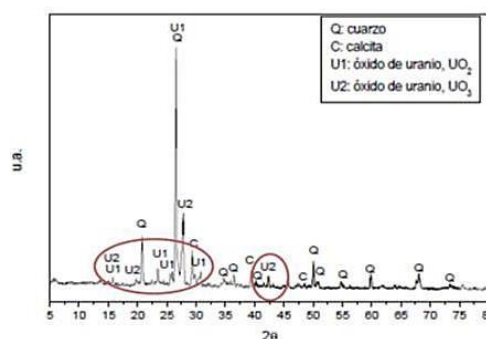


Figura 2: Difracción de Rayos X.

La composición química de la muestras de cabeza y posteriormente lixiviada se muestra en la Tabla 1 respectivamente, los analitos determinados son: U, Fe, Al, K, V, Mn, Ca, Mg y Mo.

Tabla 1. Análisis químico de muestra de cabeza y muestra lixiviada

	U ₃ O ₈	Fe	K	Al	V	Mn	Ca	Mg	Mo
	µg/g	µg/g	µg/g	µg/g	µg/g	µg/g	µg/g	µg/g	µg/g
Muestra de cabeza	407,25	100040	290,12	543,57	95,90	302,04	28020	5884	37,02
Muestra lixiviada	325,80	86,69	110,70	1,801	4,44	2,23	12,55	126,50	12,43

Para la precipitación de uranio con H₂O₂ se obtuvieron los resultados mostrados en la Figura 3. Para cada terna de datos se analizaron las recuperaciones de uranio, obteniendo las óptimas condiciones operacionales de pH: 4, T: 25°C y tiempo de agitación de 3hr. Se alcanzó una recuperación del 87%. Es importante considerar la influencia del pH para obtener la mejor recuperación de UO₄ · 2 H₂O. Sin embargo el parámetro más destacable e importante además del pH es la concentración en exceso de H₂O₂.

Para el segundo precipitado se analiza las recuperaciones de uranio con la temperatura (Figura 4), obteniendo de cada terna de datos las condiciones óptimas operacionales de concentración de NaF: 0,25M, T: 75°C y tiempo de 30 min. Para las condiciones citadas se alcanzó una respuesta en la recuperación del 97%. Se observa en la Figura 4 que a baja temperaturas (25°C), la recuperación es favorecida a concentraciones elevadas de NaF; pero no sucediendo lo mismo para temperaturas altas, es decir de 75 °C la recuperación es independiente

de la concentración, cuando ella supera los valores de 0,25M. Sin embargo para las condiciones citadas la volatilización de la muestra es bastante importante, sería aconsejable trabajar a 25 °C y concentraciones superiores a los 0,25M de NaF.

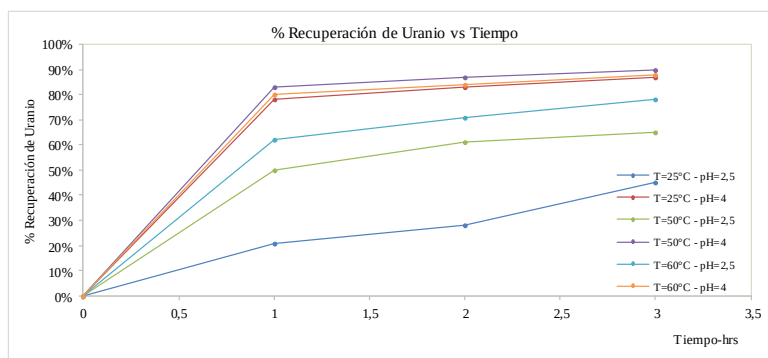


Figura 3. % Recuperación de Uranio en función del tiempo, para valores de pH de 2,5 y 4.

En el último mecanismo de precipitación también se estudió las recuperaciones de uranio, obteniendo las óptimas condiciones operacionales para el agente precipitante del NH_4OH , alcanzó una recuperación del 90%, mostrado en la Figura 5. Donde a medida que aumenta tanto la relación muestra/agente precipitante como la temperatura la recuperación de uranio disminuye, se puede inferir que la concentración de NH_4OH no es suficiente para precipitar el uranio presente en solución. Además es importante destacar que se aprecia en cada ensayo pérdida de muestra con el aumento de la temperatura generando volatilización. Ergo las condiciones óptimas de trabajo son $T=25^\circ\text{C}$, $R=2:1$ y tiempo de 60 min.

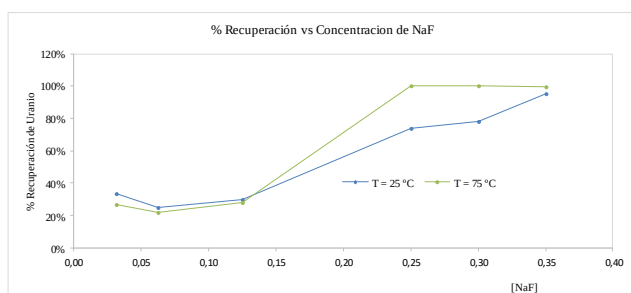


Figura 4. % Recuperación de Uranio en función de la temperatura, para distintas concentraciones de NaF.

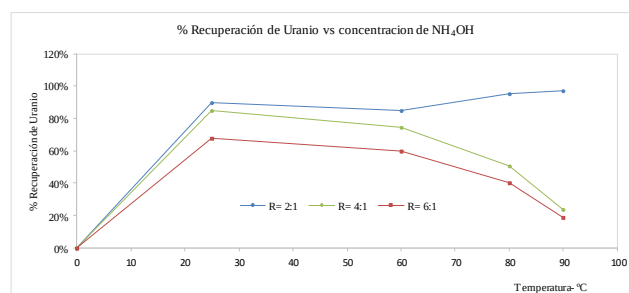


Figura 5. % Recuperación de Uranio en función de la temperatura, para distintas relaciones volumétricas de muestra/ NH_4OH

En la Tabla 2 se detallan la selección de los óptimos valores de la recuperación de uranio de las tres alternativas planteadas, con el objeto de evaluar cuál de ellas ofrece mejores resultados. No se muestran los mayores porcentajes de recuperación obtenidos, sino aquéllos que se consideraron las mejores condiciones de operación.

Tabla 1. Análisis químico de muestra de cabeza y muestra lixiviada

Agentes Precipitantes	U_3O_8	Fe	K	Al	V	Mn	Ca	Mg	Mo
Condiciones	µg/g	µg/g	µg/g	µg/g	µg/g	µg/g	µg/g	µg/g	µg/g
H_2O_2 para pH=4, T=25 °C, y t= 3hr	282,94	1,38	1,55	0,13	N/D	0,79	0,98	1,04	N/D
NaF para [NaF]=0,35M, T=25 °C y t=30 min	308,96	0,85	1,71	0,20	N/D	0,26	0,14	0,58	N/D
NH_4OH para T=25 °C, R=2:1 y t=60 min	292,70	2,30	1,62	0,17	N/D	0,45	0,23	0,47	N/D

Una vez planteados los tres mecanismos de precipitación con los respectivos agentes precipitantes: peróxido de hidrógeno (H_2O_2), fluoruro de sodio (NaF) e hidróxido de amonio (NH_4OH), detallado anteriormente sus resultados en las Figuras 3 a 5. Se puede inferir distintos análisis y discusiones que se desarrollan a continuación.

Si bien para la precipitación con peróxido de hidrógeno las máximas recuperaciones se obtienen a temperaturas elevadas, se elige como óptimo el ensayo realizado a 25°C . Esto es debido a que a mayores temperaturas se observa evaporación de la muestra y del agente precipitante. El porcentaje de recuperación para los distintos pH de 2,5 y 4 fue muy diferente, el óptimo alcanzado es para el pH= 4. Este se debe a que el peróxido de hidrógeno oxida a condiciones de pH= 4 mejor que al pH de 2,5, por otro lado siempre se debe trabajar en concentraciones en exceso para el H_2O_2 y asegurar la oxidación del uranio a UO_2 .

Para la precipitación con fluoruro de sodio se observa una recuperación del 97% para ensayos a 75°C y $[\text{NaF}]=0,35\text{ M}$; sin embargo, se opta por trabajar a 25°C y a la misma concentración del agente precipitante debido a que las recuperaciones son similares en estas condiciones, alrededor del 95%. Evitando trabajar a elevadas temperaturas por las razones expresadas anteriormente.

Utilizando hidróxido de amonio como agente precipitante, la recuperación de uranio a 90°C fue del 97%, utilizando una relación volumétrica de 2:1, pero nuevamente se prefiere trabajar a 25°C y utilizando la misma relación volumétrica por las ventajas que suponen trabajar a baja temperatura.

4. CONCLUSIONES

En este trabajo se concluye que si bien se utilizan tres mecanismos diferentes de precipitación de uranio desde los licores lixiviados alcalinamente, se obtienen respuestas similares para diferentes comportamientos de precipitación. De lo cual se puede inferir la selección de las distintas alternativas planteadas, distinguiendo el segundo mecanismo de precipitación con fluoruro de sodio (NaF).

Claramente se concluye que las recuperaciones obtenidas con el segundo método de precipitación son francamente satisfactorios para las condiciones operacionales de trabajo que se resumen en pH= 7,5; temperatura de 25°C , $[\text{NaF}]=0,35\text{M}$ y tiempos de agitación de 30 minutos. Estas condiciones se determinan analizando los valores obtenidos durante la precipitación de soluciones para la estructura química del uranio como NaUF_6 , planteada en la ecuación 4.

Por otro lado según la bibliografía citada se obtiene un precipitado importante condicionado por las variables óptimas operacionales, indicadas anteriormente. Además, el precio del metal no justifica un mayor costo de inversión en un sistema de intercambio calórico y en los mayores costos de operación que suponen trabajar a temperaturas elevadas.

5. REFERENCIAS

- [1] Miller W. M., Newell Stannard J. Environmental Toxicity of Aquatic Radionuclides: Models and Mechanisms. Michigan (Canada): Ann Arbor Science Publishers, 1976.
- [2] Merritt R. C. The Extractive Metallurgy of Uranium. Colorado (E.E. U.U): School of Mines Research Institute, 1971.
- [3] Smirnov A.L., Skripchenko S. Yu., Rychkova V.N., Pastukhov A.M., Shtutsa M. G., “Uranium stripping from tri-n-butyl phosphate by hydrogen peroxide solutions”. Revista Hydrometallurgy. 2013; 137: 18-22.
- [4] Moraes C.A., Gomiero L.A., Scassiottillo W., Rangel H., “Uranium stripping from tertiary amine by sulfuric acid solution and its precipitation as uranium peroxide”. Revista Minerals Engineering. 2005; 18: 1331-1333.
- [5] Fernandez R., Batuecas Rodriguez T., Vera Palomino J., “Ataque alcalino y beneficio de minerales del grupo de la uranita”. Comisión general de energía atómica (CENEA). 1956.
- [6] Wilfred W. Scott. Standard Methods of Chemical Analysis. Fifth Edition, Volume II. Londres (Inglaterra): Van Nostrand Company, Inc.,. 1945.
- [7] Krishnamoorthy T. S., Mahadevan N., Sankar Das M. Precipitation of Ammonium Diuranate – A Study. Bombay (India): Analytical Chemistry Division, Bhabha Atomic Research Centre Trombay, 1989, p. 666-701.
- [8] Elshafeea H. Y. Abow Slama, Ebraheem E., Sam A. K, “Precipitation and purification of uranium from rock phosphate”. Journal of Radioanalytical and Nuclear Chemistry. 2014; 299: 815-818.

MEDICIÓN Y COMPARACIÓN DE LA DESCARGA DE MOLINO SAG DE LABORATORIO UTILIZANDO LEVANTADORES DE PULPA RADIALES Y CURVOS

Ana M. Rivera¹, Luis Valderrama¹, Alexis Guzmán¹, Alvaro Soliz¹, Osvaldo Pavéz¹

1: Dpto. de Ingeniería en Metalurgia, Universidad de Atacama, Copiapó, Chile

* e-mail: ana.rivera@uda.cl

RESUMEN

Pocos estudios se han concentrado en el aspecto de eficiencia del sistema de descarga de los molinos SAG. Para aportar a este aspecto, se realizó una serie de pruebas de medición de descarga en base a la contabilidad de partículas simuladas a través de bolas de acero utilizando un molino SAG de laboratorio a escala. La granulometría de la carga interna del molino se simuló utilizando diversos tamaños de bolas de acero. Para determinar la influencia de los diseños de los levantadores de pulpa y la velocidad de giro del molino en la capacidad de descarga, se realizaron pruebas utilizando dos tipos de diseño de levantadores, unos radiales y otros curvos y variando la velocidad de giro del molino en tres niveles, a 70, 76 y 82 % de la velocidad crítica. La parrilla utilizada para la totalidad de las experiencias constaba de un 11% de área abierta y con tamaños de slot de 4 mm. La alimentación fue simulada con bolas de acero de 3 y 4 mm de diámetro que posteriormente eran contabilizadas para determinar la descarga. Los resultados de las experiencias mostraron que la configuración de levantadores de pulpa de diseño curvo presentó un aumento considerable en la descarga del molino.

Palabras Claves: Molinos SAG, parrilla, levantadores de pulpa, área abierta, descarga.

MEASUREMENT AND COMPARISON OF LABORATORY SAG MILL DISCHARGE USING RADIAL AND CURVED PULP LIFTERS

ABSTRACT

Few studies have focused on the efficiency aspect of the SAG mill discharge system. To contribute to this aspect, a series of discharge measurement tests were performed based on simulated particles counting through steel balls using a scale laboratory SAG mill. The internal load granulometry of the mill was simulated using different sizes of steel balls. To determine the influence of the pulp lifters designs and the mill rotational speed in the discharge capacity, tests using two types of lifters designs (radial and curved) were conducted, and the mill rotational speed was varied at three levels; 70, 76 and 82% of the critical speed. The grill used for all the experiences consisted of 11% open area and slot sizes of 4 mm. The feed was simulated with 3 and 4 mm diameter steel balls that were subsequently counted to determine the discharge. The results of the experiments showed that the configuration of curved design pulp lifters presented a considerable increase in the mill discharge.

Keywords: SAG mills, grills, pulp lifters, open area, discharge.

1. INTRODUCCIÓN

Los aspectos de mayor influencia en la etapa de descarga de molinos autógenos, semiautógenos y molinos de bolas con descarga por parrilla, son el diseño y posición de los slot en la parrilla, el porcentaje de área abierta y la capacidad de dirigir la pulpa hacia el muñón de descarga de los levantadores de pulpa.

La pulpa después de pasar a través de los medios de molienda se ve enfrentada a la parrilla, que es la etapa de clasificación de tamaño de las partículas. La fuerza motriz para el transporte de pulpa desde el interior del molino a las aberturas de la parrilla es por la diferencia de presión que dirige a la pulpa a través de la parrilla. Si las partículas que forman parte de la pulpa cumplen con el tamaño de abertura, pasan a través de la parrilla llegando a los cajones de descarga formados por los levantadores de pulpa. Estos son los encargados de dirigir la pulpa al muñón de descarga, para así ir descargando el molino. Si la parrilla proporciona una alta resistencia al flujo de pulpa, entonces el molino comienza a acumular una cantidad excesiva de pulpa llegando a un nivel que supera la eficiencia de molienda, y el molino podría “dejar de moler”. Y si los levantadores no son muy eficientes en el proceso de evacuación de la pulpa, aumenta el nivel de llenado del molino, aumentando con esto también los fenómenos de flowback (flujo de retorno) y carryover (flujo atrapado en los cajones) en la etapa de descarga.

En esta etapa de descarga es destacable el trabajo continuo de investigación que ha realizado S. Morrell, I. Sthephenson y S. Latchireddi [1, 3, 4, 5]. En 1995, Morrell y Stephenson [5] realizaron un set de experimentos a escala laboratorio donde midieron el hold up del molino variando flujos de alimentación, diseños de parrillas, velocidades del molino y volúmenes de carga de medios molidores. Para estas pruebas utilizaron un molino de velocidad variable de 0.3×0.15 m (diámetro x longitud), con levantadores de pulpa y parrilla transparente. Los medios de molienda dentro del molino fueron solo bolas de acero de 6 mm con un nivel de carga de hasta un 30% del volumen total del molino.

Este estudio presentó una relación lineal entre área abierta y caudal. Sin embargo, el rango de área abierta que ellos cubrieron era del 0.5% al 2% del área total de parrilla, lo cual es mucho menor comparada con el rango normal de operaciones.

En el año 2003, Latchireddi y Morrel [1, 2] realizaron una investigación abocada al estudio de los mecanismos de descarga de un molino semiautógeno de laboratorio, esta investigación dividida en dos partes, una basada en la descarga solamente por parrilla y la otra incluyendo levantadores de pulpa radiales y curvos, todo esto con un rango mayor de diseños y de áreas abiertas de parrilla para determinar explícitamente una relación entre la influencia de carga y diseño de parrilla sobre el hold up en los molinos de descarga por parrilla.

En base a este estudio se pudo concluir que la carga juega un papel importante en el hold up del molino, y esto está influenciado por la velocidad del molino y área abierta de parrilla. La influencia de la velocidad del molino, sobre la variación en los intersticios de la carga, es sumamente dependiente del volumen de la carga debido a la gran variación de la densidad dentro del molino que se produce por el movimiento de la carga.

2. PARTE EXPERIMENTAL

Una vista esquemática del diseño experimental usado en las pruebas de laboratorio es mostrado en la Fig. 1.

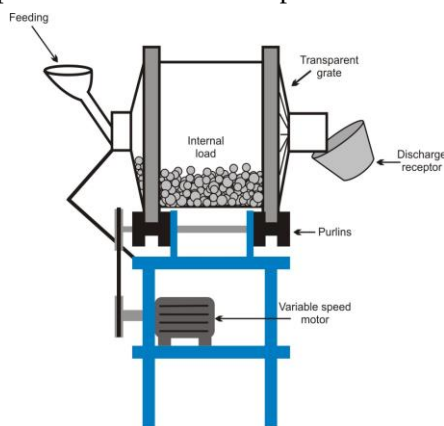


Figura 1. Vista esquemática de la unidad de pruebas de laboratorio.

El molino de laboratorio utilizado para las experiencias tiene un diámetro interno de 0.575 m, un largo de 0.320 m y fue ensamblado con 36 levantadores en su coraza. Las tapas de alimentación y descarga fueron hechas de acrílico transparente, para lograr observar el movimiento de la carga en los cajones de descarga y en el interior del molino. La carga del molino fue constituida con diversos tamaños de bolas de acero que simulaban la carga de medios de molienda (Jb 18%), colpas (10%) y mineral que ocupa los intersticios. La distribución de tamaños de bolas utilizadas en las experiencias se puede observar en la Tabla 1.

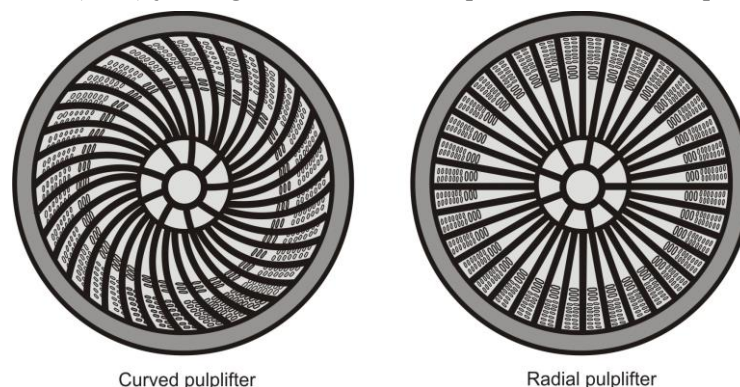
Tabla 1. Distribución de tamaños de las bolas que forman la carga interna del molino de laboratorio.

Nivel de Bolas 18%		
Tamaño de bolas (mm)	Cantidad	Nivel de llenado que aporta
5	25.593	3.36
6	25.593	5.81
7	25.593	9.22
Nivel de colpas 10%		
5	17.373	2.28
6	10.032	2.28
7	4.402	1.59
8	2.061	1.11
10	1.544	1.62
12	317	0.58
14	230	0.66
Intersticios		
3	35.000	
4	35.000	

La alimentación fue compuesta por bolas de 3 y 4 mm que era introducida al molino a través de un conducto ubicado en el centro de la tapa de alimentación. La descarga fue recepcionada en recipientes ubicados al final del muñón de descarga.

Se utilizó un motor de velocidad variable para realizar las pruebas a diversas velocidades críticas de giro. Las velocidades con las que se realizaron las experiencias fueron de 70, 76 y 82% de la velocidad crítica del molino.

La configuración de parrillas utilizadas se puede observar en la Fig 2. Estas parrillas constan con un área abierta del 11%, el tamaño de slot es de 4 mm y 36 levantadores de pulpa. La primera está formada por levantadores de pulpa curvos (PLC) y la segunda está formada por levantadores de pulpa radiales (PLR).

**Figura 2.** Esquema de configuración de levantadores de pulpa radiales (PLR) y curvos (PLC)

Para comenzar cada experiencia la parrilla determinada se fija al molino, posteriormente se instala la tapa de descarga, luego el molino es llenado con el volumen de carga determinado. Se enciende el molino haciendo girar en sentido izquierdo y utilizando el tacómetro se regula la velocidad del molino a la cual se va a realizar la prueba recibiendo en un recipiente la totalidad de las bolas descargadas. Regulada la velocidad se detiene el

molino y se reingresan las bolas descargadas. La prueba tiene una duración de 150 segundos de giro continuo, donde la descarga es recibida en unos recipientes que son cambiados cada 10 segundos, obteniendo 15 recipientes con descargas de bolas. Terminada la prueba, se clasifican por tamaño las bolas descargadas y se masan determinando la cantidad de bolas de cada tamaño que salieron. Con los resultados obtenidos en esta prueba preliminar se determina la cantidad de bolas de 3 y 4 mm que deben formar parte de la alimentación al molino. Posteriormente se vuelve a repetir los pasos anteriores, pero ahora ingresando la alimentación de bolas de 3 y 4 mm determinada cada 10 segundos (15 recargas). Cada prueba se realiza tantas veces corrigiendo la cantidad de bolas de la recarga de alimentación hasta que se logre el estado estacionario, es decir que la cantidad de bolas descargadas tenga una diferencia menor de un 5% a la cantidad de bolas ingresadas en las alimentaciones (esto se debe lograr en 3 pruebas consecutivas).

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Son diversas las variables operacionales que influyen en la capacidad de descarga de un molino como son área abierta de parrilla, velocidad de giro del molino, configuración de levantadores de pulpa, nivel de carga, características de la pulpa, etc. Esta investigación fue dirigida principalmente a determinar y comparar la descarga del molino SAG solo variando el diseño de levantadores de pulpa utilizados en la parrilla y la velocidad de giro.

Las pruebas tuvieron una duración de 150 segundos, donde se recopiló la descarga cada 10 segundos. Para asunto de cálculo, las descargas se consideraron desde los 30 segundos, debido a la inestabilidad que puede presentar el sistema cuando inicia su funcionamiento.

Los resultados de las bolas descargadas, pueden ser observados en la figura 3.

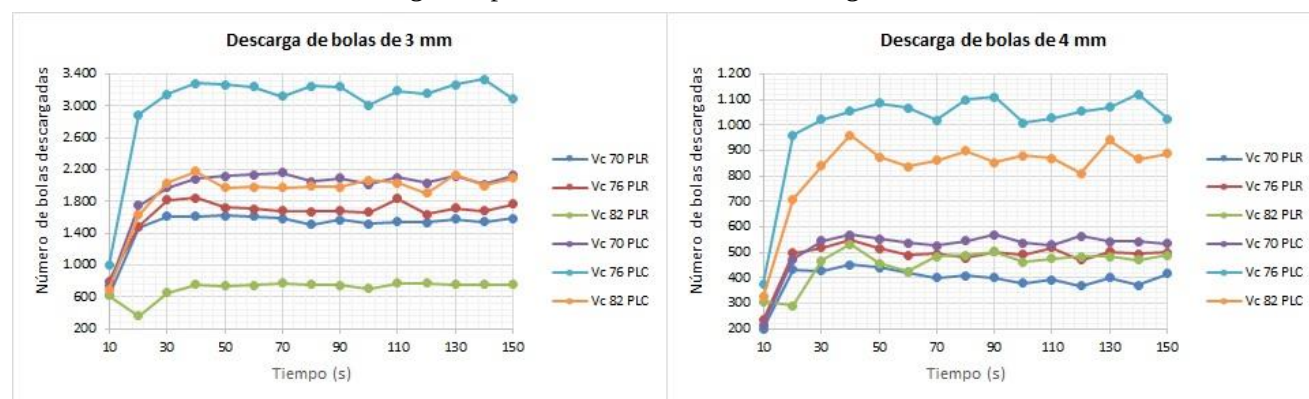


Figura 3. Gráficas de las descargas de bolas a través de la prueba

Como se puede observar en la Fig 3. La velocidad de giro del molino que provoca un notorio aumento en la descarga de ambos tamaños de bolas es la de 76% de la velocidad crítica en ambas parrillas utilizadas.

En la parrilla formada por los levantadores de pulpa radiales, se puede observar que la descarga de bolas de 3 mm disminuye un 56,75 % al aumentar la velocidad de 76% a un 82% de la velocidad crítica, en cuanto a las bolas de 4 mm no se observa una diferencia significativa entre las descargas a las diversas velocidades.

Al comparar ambas configuraciones de levantadores de pulpa, se observa que al ir aumentando la velocidad de giro del molino, también aumenta la diferencia en la descarga. En la parrilla formada por los levantadores de pulpa curvos, en ambos tamaños de bolas descargadas, el aumento es notorio a la velocidad de 76%.

El diseño de los levantadores de pulpa es una variable muy importante en la etapa de descarga, como se puede observar en la Fig. 4, donde se graficó el promedio de las descargas a cada velocidad probada, se ve claramente que la parrilla conformada con los levantadores de pulpa de diseño curvo en la descarga de bolas de 3 y 4 mm es superior.

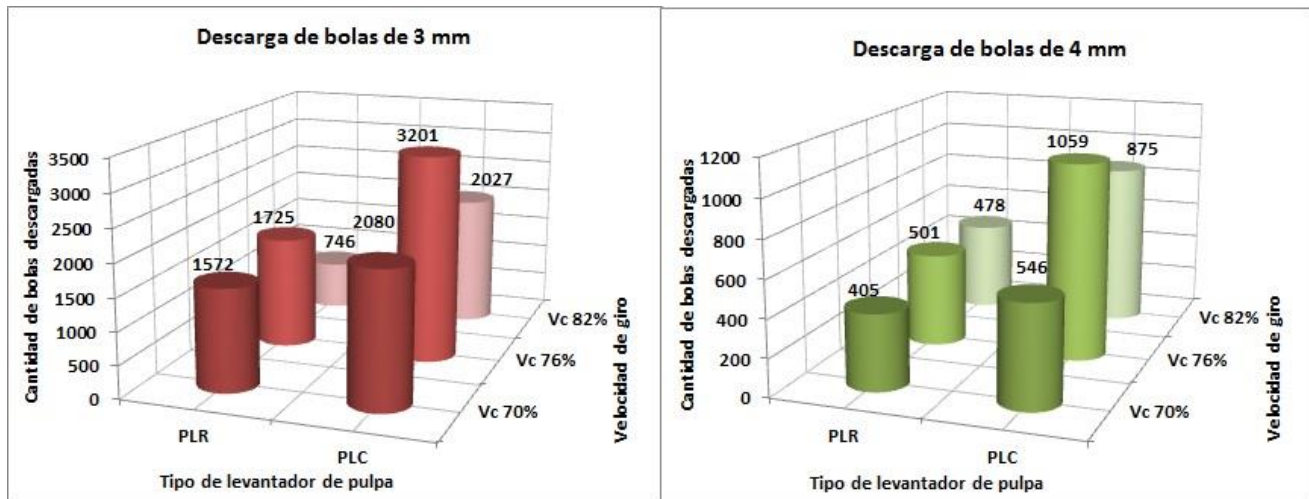


Figura 4. Gráficas del número de bolas promedio descargadas con levitadores de pulpa radial y curva a 70, 76 y 82% de la velocidad crítica del molino.

4. CONCLUSIONES

La velocidad de operación del molino es una de las variables más importantes en el proceso de descarga, como se puede observar, la mayor descarga para ambos tipos de levitadores de pulpa y ambos tamaño de bolas ocurre a la velocidad del 76% de la velocidad crítica.

En cuanto al diseño de levitadores de pulpa, en todos los casos se logró una mayor descarga con los levitadores de pulpa curvos, llegando a un aumento del 171, 74 % de descarga en bolas de 3 mm a una velocidad crítica del 82% y un aumento del 111,20 % de descarga en bolas de 4 mm a una velocidad crítica del 76%.

5. REFERENCIAS

- [1] Latchireddi S, Morrell S. Miner. Eng. 2003; 16: 625-633.
- [2] Latchireddi S., Morrell S. Miner. Eng. 2003; 16: 635-642.
- [3] Morrell S. Miner. Eng. 2004; 17.
- [4] Morrell S. Miner. Eng. 2008; 21.
- [5] Morrell S., Stephenson I. Int. J. Miner. Process. 1996; 46.

TITULO DEL MANUSCRITO

NombreA ApellidoA¹, NombreB ApellidoB^{1*}, NombreC ApellidoC²

1: Dirección de Afiliación 1 (*colocar dirección completa*)

2: Dirección de Afiliación 2 (*colocar dirección completa*)

* e-mail: nombre@correo.com (*colocar la dirección email del autor de correspondencia*)

RESUMEN

El presente documento establece las instrucciones detalladas para la preparación del manuscrito para arbitraje en la Revista Latinoamericana de Metalurgia y Materiales (RLMM). El Resumen no debe ser mayor a 300 palabras.

Palabras Claves: Instrucciones para autor, Formato, Plantilla MS-Word, Estilos.

TITLE OF THE MANUSCRIPT

ABSTRACT

The present document presents the detailed instructions for the edition of the manuscripts submitted to the Revista Latinoamericana de Metalurgia y Materiales (RLMM). The abstract should be no longer than 300 words.

Keywords: Guide for Authors, Format, MS-Word Template, Styles.

1.- INTRODUCCIÓN

Los trabajos remitidos a la RLMM son manejados bajo estricta confidencialidad durante su revisión, y deben ser trabajos de investigación "originales" que no hayan sido publicados previamente y que no se encuentren en un proceso de revisión por alguna otra revista. Si el trabajo es aceptado, éste no debe ser publicado en otra revista en la misma forma, ni en cualquier otro idioma diferente al usado en la preparación del artículo, sin la expresa autorización de la RLMM.

Desde el año 2006, el Comité Editorial de la RLMM asume el reto de lograr reducir los tiempos asociados al proceso de revisión de los trabajos remitidos, planteándose como objetivo inicial que la fase de arbitraje no supere un lapso de seis (6) meses para notificar a los autores de la aceptación o no de sus artículos remitidos.

El proceso de arbitraje es realizado por al menos por dos (2) especialistas en el área de pertinencia del trabajo remitido (aunque usualmente se remite a 3 árbitros), quienes evaluarán el trabajo sobre la base de originalidad y mérito. Los árbitros pueden ser nacionales o internacionales, y no estarán adscritos a la o las instituciones a las que se encuentran afiliados los autores del trabajo.

Si se establece que se requiere una revisión del manuscrito remitido, se le brindará a los autores un lapso máximo de dos (2) meses a partir de la fecha en la cual reciban los comentarios de los árbitros o evaluadores, para realizar la revisión del manuscrito y concretar su re-envío online, a través del portal www.rlmm.org, a la RLMM para su consideración final. Un manuscrito revisado pero remitido por los autores luego de los tres (3) meses establecidos, podrá ser considerado como un nuevo artículo.

Asimismo, es importante para el Comité Editorial de la RLMM reducir el tiempo dedicado a las actividades de edición (formato) del manuscrito. Por esta razón se recomienda a los autores hacer uso de las instrucciones de formato indicadas en el presente documento, a fin de poder difundir en versión electrónica el artículo en su versión final (revisada).

Completado este proceso, los autores recibirán un correo de aceptación, por parte del respectivo Editor de Área, donde se indicará, de ser factible, el volumen en el cual será publicado su trabajo, realizándose primeramente una publicación "on-line" del trabajo antes de su aparición en la versión impresa de la revista.

Es importante notar que la RLMM **cobra un cargo correspondiente a 10 US\$ por página editada de cada artículo regular a ser publicado**. El monto recaudado será utilizado para mantener al día el pago de nuestro servidor, nuestros costos de publicación digital y para financiar parcialmente la publicación de la RLMM en la base de datos ScieLo (indispensable para mantener nuestra categoría de Revista tipo A en COLCIENCIAS).

El pago en US\$ se puede realizar a través de nuestra cuenta de PayPal cuyos datos se encuentran en nuestra página web:

<http://www.rlmm.org/ojs/index.php/rlmm/about/payment>

Exclusivamente para el caso de autores Venezolanos, el cobro se realizará en moneda local (Bs.) a la tasa de cambio oficial, mediante depósito en cuenta correspondiente (favor solicitar detalles al momento del pago).

El pago es obligatorio para poder proceder a la publicación de los artículos y se solicitará una vez que el artículo sea aceptado. Consideramos que este nuevo cargo por páginas se hace indispensable para que la RLMM pueda seguir siendo publicada en el futuro con la misma celeridad y calidad que la ha caracterizado en estos últimos años.

2.- PARTE EXPERIMENTAL

Márgenes de 2,00 cm por cada lado, excepto el superior que debe ser de 2,50 cm, en papel tamaño carta.

Usar letra Times New Roman y escribir todo el texto a espacio simple. Los artículos pueden ser escritos en español, portugués o inglés.

La primera página del manuscrito debe contener: título del trabajo, autores, afiliación y dirección, correo electrónico del autor "a quien corresponda", resumen y palabras claves, tal y como se ejemplifica en el inicio de este documento.

El título del artículo debe ser escrito en el idioma utilizado para el texto general del mismo, usando el siguiente formato: mayúsculas, tamaño 12 y centrado.

Debajo y centrado deben aparecer nombre y apellido de los autores. De ser necesario, indicar con superíndices numéricos arábigos si existe más de una afiliación. La afiliación de todos los autores debe incluir el nombre de la institución de cada autor y su dirección completa, y obviando cualquier correo electrónico.

Debajo de la afiliación, colocar el correo electrónico del autor de correspondencia (corresponding author). Identificar con un asterisco en la línea de autores el nombre del autor o autores a quienes pertenecen los correos electrónicos (máximo dos autores).

El resumen del trabajo no debe ser mayor de 300 palabras escrito en dos de los idiomas mencionados, correspondiendo el primer resumen al idioma usado para el manuscrito (ej. español e inglés o portugués e inglés). Una lista de 3-4 palabras claves debe aparecer a continuación de cada resumen en los idiomas seleccionados.

Antes del texto de resumen, debe colocarse la palabra "Resumen" o "Abstract" en el formato mostrado, según sea el caso. En la siguiente línea iniciar el texto del resumen con un párrafo justificado. Luego del texto del resumen, colocar las palabras claves, en *itálicas* tal y como se muestra en esta plantilla.

2.1.- Texto principal

Todo el texto debe ser escrito en tamaño 11, párrafos justificados y sin sangría, con un espaciado entre párrafo de 4 pts, a excepción de los espaciados entre párrafos y títulos o subtítulos que se indican en la siguiente sección.

Toda abreviatura, acrónimo y símbolo debe ser definido en el texto en el momento que es presentado por primera vez.

2.1.1.- Títulos

Todos los títulos de las secciones principales (títulos de 1 nivel) serán numerados con números arábigos, a saber: 1. Introducción, 2. Parte Experimental, 3. Resultados y Discusión, 4. Conclusiones, 5. Agradecimientos y 6. Referencias. Deben estar en negritas, mayúsculas, tamaño 11, alineados a la izquierda.

Títulos de 2 niveles (Ej. 3.1 Materiales, 3.2 Ensayos, etc.) deben estar en negritas, minúsculas con la primera letra en mayúscula, alineados a la izquierda, con el color indicado.

Subtítulo de Tercer Nivel (Ej. 3.2.1 Análisis Térmico, 3.2.2 Análisis Morfológico, etc.), deben estar en itálicas sin negrita, minúsculas con la primera letra en mayúscula, justificados.

3.- RESULTADOS Y ANÁLISIS DE RESULTADOS

3.1.- Figuras y Tablas

Los autores deben ubicar las Figuras y Tablas inmediatamente después de ser citadas en el texto, tal y como desean que aparezcan en la versión final del artículo y centradas. Se recomienda que las figuras y tablas ocupen un ancho máximo de 8,00cm, ya que será ubicadas en un formato de 2 columnas al momento de la diagramación final del artículo aceptado para su publicación.

Las figuras deben presentar sus respectivos títulos en tamaño 10 y numerados con números arábigos de acuerdo a orden de aparición, ubicado en la parte inferior para las figuras (ver Figura 1). Similarmente en el caso de las tablas, pero colocando el título en la parte superior de ésta. El tamaño de letra de los rótulos, leyendas, escala y títulos de ejes de las figuras, deben estar entre 10-11 pts una vez definido el tamaño definitivo.

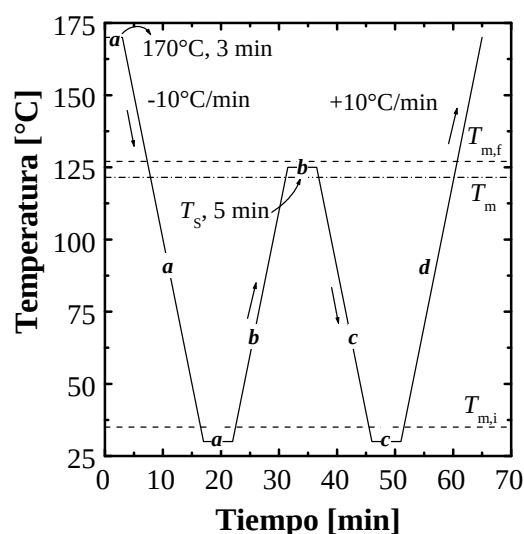


Figura 1. Tratamiento térmico de autonucleación aplicado en un equipo DSC a un PELBD.

En las tablas (ver Tabla 1), el encabezado de las columnas debe ir en itálica y en tamaño 10, el texto restante de la tabla en igual tamaño y sin itálica (incluyendo título de la tabla), y las notas al pie de tabla en tamaño 9. Igualmente numeradas por orden de aparición.

Tabla 1. Características de las resinas de PET empleados en el trabajo.

Propiedades	PET-1	PET-2	PET-3
Tipo	Copol.	Copol.	Homopol.
Contenido de ácido isoftálico [% mol] ^a	2,32	2,28	-
Contenido de dietilenglicol [% mol] ^a	2,57	2,52	1,85

a: Determinación realizada por Resonancia Magnética Nuclear de protones (RMN-H1) en solución.

No se deben usar líneas verticales para definir columnas. Sólo se permite el uso de líneas horizontales, trazándose al menos 3 líneas con el ancho de la tabla que delimite el alto de la misma y que separe el encabezamiento de las columnas del resto del texto de la tabla (ver Tabla 1).

Se prefiere el uso del sistema de unidades SI. Si el texto es escrito en español o portugués, usar como separador decimal la “coma” y no el “punto”.

Cuidar la resolución de las figuras u objetos para garantizar su calidad al visualizar en pantalla e imprimir. Para las fotos se recomienda una resolución igual o superior a 300 dpi, y que las mismas sean insertadas a partir de archivos de imágenes con los siguientes formatos JPG, GIF o TIF (*evitar el formato BMP*).

En las figuras se debe cuidar el grosor de los ejes y trazados de curvas (superior a 0,5 ptos), así como tamaño de los símbolos (igual o superior a 7 ptos). Se debe evitar la presentación de figuras obtenidas por digitalización vía escáner, ya que puede traer problemas de calidad.

Colocar las figuras, fotos u otros objetos desvinculados de los programas que le dieron origen, lo cual permite un archivo con un menor tamaño y minimizar los riesgos de alguna modificación involuntaria de su contenido.

En la elaboración de figuras o ilustraciones es recomendable **no editar** usando las opciones de dibujo que ofrece el MS-Word. Si se hace, se sugiere al final agrupar todos los elementos que forman la figura y hacer un “copiado y pegado especial” como imagen en el mismo programa y colocar en “línea con el texto” lo cual evita que la figura flote y se desplace del lugar deseado en el texto (para esto último, hacer clic en la figura y seleccionar en el menú Formato, la opción “Imagen...” e ingresar a la ficha “Diseño”). De no seguirse las recomendaciones anteriores, no hay garantía de conservar la edición realizada a la figura, durante los ajuste finales de formato que requiera realizar el equipo de trabajo de la revista.

En caso de que las figuras contengan elementos a color, sólo se garantizan los mismos en la visualización digital del artículo, más no en la reproducción del número impreso cuando salga en circulación, por lo que se recomienda usar colores que sean emulados en una escala de grises que permita su distinción al imprimir en calidad láser en blanco y negro.

3.2.- Ecuaciones y estructuras químicas

Las estructuras químicas deben ser editadas con el uso de algún programa adecuado de dibujo para tales fines.

3.2.1.- Ecuaciones

Van centradas en la columna, identificadas con un número entre paréntesis numerando de forma correlativa desde 1 a medida que aparecen en el texto:

$$F = m \cdot a \quad (1)$$

Se debe definir con claridad el nombre de cada una de las variables que constituyen la ecuación y se prefiere el uso de exponentes fraccionarios para evitar el símbolo de raíz. Cuidar que el tamaño de las letras y símbolo no sea superior a 11 ptos.

4.- CONCLUSIONES

Ingresar las conclusiones del trabajo en formato de párrafos. Evitar conclusiones largas y el uso de viñetas.

5.- AGRADECIMIENTOS

Colocar agradecimiento de ser necesario. Esta sección es opcional.

6.- REFERENCIAS

Cuando la cita implique la conveniencia de mencionar el nombre del autor o autores, indicar con un número arábigo entre corchete en línea con el texto antecedido por el apellido o apellido según los casos siguientes:

Un autor (Ej. Pérez [1] evaluó los...)

Dos autores (Ej. Liu y Gómez [2] evaluaron los...)

Más de dos autores: Indicar sólo el apellido del primer autor seguido de término latín “et al.” en itálica (Ej. Pérez et al. [3] evaluaron los...).

Cuando la cita corresponde a un concepto general, fundamento, planteamiento, etc., que no requiere la mención al autor o autores, la cita se hace usando sólo el número entre corchete al final de la idea (típicamente al final de una oración o párrafo).

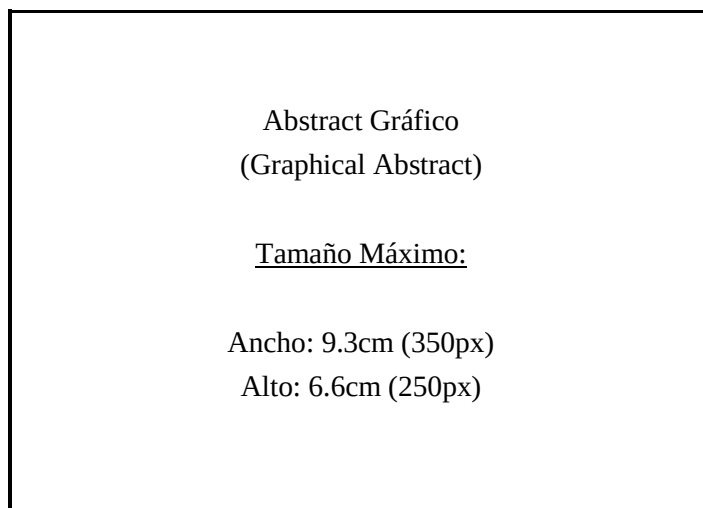
En el caso de una figura tomada sin modificación alguna de un trabajo ya publicado, no es suficiente con citar una referencia, ya que se puede estar violando “Derechos de Autor” (este es particularmente importante en caso de que la fuente bibliográfica sea un artículo científico). Es necesario que el título de la figura haga mención al “permiso de reproducción” otorgado por la editorial responsable de la publicación de donde se ha tomado la cita, permiso el cual debió ser oportunamente gestionado por los autores del manuscrito a ser remitido a la RLMM.

Seguir el formato indicado a continuación de acuerdo al tipo de referencia a:

- [1]. Fillon B, Wittman JC, Lotz B, Thierry A. J. Polym. Sci. B: Polym. Phys. 1993; 31 (10): 1383-1393.
- [2]. Brydson JA. *Plastics Materials*, 7ma Ed. Oxford (Inglaterra): Butterworth Heinemann Ltd., 1999, p. 151-159 (o Cap. 1, según convenga).
- [3]. Yoshimura M, Suda H, “Hydrothermal Processing of Hydroxyapatite: Past, Present, and Future”. En: Brown PW, Constantz B (eds.), *Hydroxyapatite and Related Compounds*. Boca Raton (EE.UU.): CRC Press Inc., 1994, p. 45-72.
- [4]. Zhang M, Huang J, Lynch DT, Wanke S, “Calibration of Fractionated Differential Scanning Calorimetry Through Temperature Rising Elution Fraction”. En: *Proceedings del 56th Annual SPE Technical Conference (ANTEC) 1998*. Georgia (EE.UU.): Society of Plastics Engineers, 1998, p. 2000-2003.
- [5]. Santana OO. *Estudio de las Fractura de Mezclas de Policarbonato con Acrilonitrilo-Butadieno-Estireno*, Tesis Ph.D. Barcelona (España): Universitat Politècnica de Catalunya, 1997.
- [6]. Norma ASTM D 790-02, *Standard Test Methods for Flexural Properties of Unreinforced and Reinforced Plastics and Electrical Insulating Materials*, Vol. 8.01, Filadelfia (EE.UU.): American Society for Testing and Materials, 2003.
- [7]. Takahashi M, Adachi K, Menchavez RL, Fuji M, J, *Mat. Sci.* 2006 [On-Line]; 41 (7): 1965 – 1972 [citado 10-May-2006]. ISSN (on-line): 1573-4803
- [8]. Othmer K. *Encyclopedia of Chemical Technology* [en línea]. 3rd ed. New York: John Wiley, 1984 [citado 3-ene-1990]. Disponible a través de: DIALOG Information Services, Palo Alto (California, USA).

Resumen Gráfico (Graphical Abstract)

Para la versión online de la RLMM, se les pide a los autores que incorporen un Resumen Gráfico (Graphical Abstract) de su trabajo. Este resumen gráfico debe ser: una figura original (no utilizada en su totalidad en la escritura del manuscrito), a color, cuyo tamaño horizontal esté entre 300 a 350px (7.9 a 9.3cm), y con un tamaño vertical entre 200 a 250px (5.3 a 6.6cm). Se les invita a los autores a visitar los últimos números de la RLMM, donde podrán observar diferentes tipos y modelos de resúmenes gráficos.



ENVÍO DEL MANUSCRITO

Para la versión sometida a arbitraje, el Autor de Correspondencia DEBERÁ remitir vía la página web: www.rlmm.org (previo registro como usuario) su manuscrito en formato .PDF (siguiendo las instrucciones según esta plantilla). Adicionalmente es OBLIGATORIO que el Autor ingrese todos los autores del manuscrito (llenando todos los campos requeridos por el sistema por cada autor adicional), y que de igual forma anexe la lista de sugerencias de posibles árbitros para su trabajo como "Archivo Adicional" utilizando la planilla titulada "RLMM-PostulacionArbitros.doc", que puede ser descargada de la página web de la revista.

Mientras el proceso de Arbitraje esté en curso, todas las versiones corregidas del manuscrito deberán ser enviadas en formato .PDF; si el manuscrito es aceptado para su publicación en la RLMM, el Editor o el Editor de Sección de turno se comunicará con el Autor de Correspondencia para pedirle la versión final aceptada del manuscrito en formato .DOC (la cual será utilizada para el proceso de diagramación final) y cualquier otro archivo adicional, tal como la planilla de "Transferencia de Copyright".

Con respecto al tamaño de los archivos subidos, los Autores deberán trabajar con manuscritos cuyo tamaño no exceda los 6 MB.

DERECHOS DE AUTOR Y PERMISOS DE REPRODUCCIÓN

El autor que representa el trabajo remitido (autor de correspondencia) debe remitir al Comité Editorial una comunicación de conformidad debidamente firmada, en donde hace transferencia a la RLMM de los "Derechos de Autor" (Copyright) del trabajo remitido una vez que éste es aceptado por la RLMM. Para ello, debe descargar, del sitio WEB de la RLMM la planilla de "Transferencia de Derechos de Autor" y subirla como "Archivo Adicional" en el sistema online en formato PDF o formato de imagen (JPG o TIFF).

La reproducción de cualquier material publicado por la RLMM se puede realizar, siempre y cuando se haya solicitado el permiso correspondiente a la revista.

INFORMACIÓN SOBRE LA REVISTA

1. TEMÁTICA Y ALCANCE

La Revista Latinoamericana de Metalurgia y Materiales, **RLMM** (LatinAmerican Journal of Metallurgy and Materials), es una publicación científica, dedicada al campo de la Ciencia e Ingeniería de Materiales. La **RLMM** fue creada en el año 1981 ante la necesidad de mantener informados a los investigadores, profesionales y estudiantes de los avances científicos básicos y tecnológicos alcanzados en Iberoamérica en Ciencia e Ingeniería de Materiales. Su principal interés es la publicación de trabajos arbitrados originales de investigación y desarrollo en ciencia e ingeniería de los materiales (metales, polímeros, cerámicas, biomateriales, nuevos materiales y procesos y materiales compuestos).

- a. **Artículos Regulares:** Son contribuciones libres por parte de autores que desean divulgar los resultados de sus investigaciones y desarrollos en la **RLMM**. Estos artículos son arbitrados por pares (ver Proceso de Revisión por Pares).
- b. **Artículos invitados:** Son artículos que escriben reconocidos expertos iberoamericanos por invitación especial del Comité Editorial de la **RLMM**. Estos artículos también son arbitrados por pares (ver Proceso de Revisión por Pares).
- c. Artículos publicados en números especiales de la **RLMM** denominados **SUPLEMENTOS** y que son dedicados a publicar proceedings de congresos específicos. Estos artículos son arbitrados por comisiones "ad hoc" nombradas por los organizadores de dichos eventos.

2. PROCESO DE REVISIÓN POR PARES

Los trabajos remitidos a la **RLMM** son manejados bajo estricta confidencialidad durante su revisión, y deben ser trabajos de investigación "originales" que no hayan sido publicados previamente y que no se encuentren en un proceso de revisión por alguna otra revista. Los trabajos son enviados a un mínimo de tres árbitros cuyas instituciones de adscripción sean diferentes a las de todos los autores del artículo.

En el momento de enviar su artículo, el autor de correspondencia también deberá enviar una planilla (cuyo formato se encuentra en las normas para autores) con una lista de sugerencias de posibles árbitros para su trabajo.

Si el trabajo es aceptado, éste no debe ser publicado en otra revista en la misma forma, ni en cualquier otro idioma diferente al usado en la preparación del artículo, sin la expresa autorización de la **RLMM**.

El Comité Editorial de la **RLMM** hace lo posible para que la fase de arbitraje no supere (salvo en casos excepcionales) un lapso de seis (6) meses para notificar a los autores de la aceptación o no de sus artículos remitidos.

Si se establece que se requiere una revisión del manuscrito remitido, se le brindará a los autores un lapso de tres (3) meses a partir de la fecha en la cual reciban los comentarios de los árbitros, para realizar la revisión del manuscrito y concretar su re-envío a la **RLMM** para su consideración final. Un manuscrito revisado pero remitido por los autores luego de los tres (3) meses establecidos, será considerado como un nuevo artículo.

Asimismo, es importante para el Comité Editorial de la **RLMM** reducir el tiempo dedicado a las actividades de edición (formato) del manuscrito. Por esta razón es necesario que los autores hagan uso de las instrucciones de formato indicadas en la siguiente sub-sección, a fin de poder difundir en versión electrónica el artículo en su versión final (revisada) en un plazo de tres (3) meses, a partir de la fecha de envío a los autores de las observaciones realizadas por los árbitros y por el propio Comité Editorial.

Completado este proceso, los autores recibirán la carta/e-mail de aceptación definitiva donde se podrá indicar el volumen en el cual será publicado su trabajo, realizándose primeramente una publicación "on-line" del trabajo antes de su aparición en la versión impresa de la revista.

3. INDEXACIÓN

La **RLMM** se encuentra indexada en las siguientes bases de datos e índices bibliográficos:

- Scopus (Elsevier)
- CSA Engineering Research Database: Incluida en los siguientes índices:
 - CSA / ASCE Civil Engineering Abstracts
 - Earthquake Engineering Abstracts
 - Mechanical & Transportation Engineering Abstracts
- CSA High Technology Research Database with Aerospace: Incluida en los siguiente índices:
 - Aerospace & High Technology Database
 - Computer and Information Systems Abstracts
 - Electronics and Communications Abstracts
 - Solid State and Superconductivity Abstracts
- CSA Materials Research Database with METADEX: Incluida en los siguiente índices:
 - Aluminium Industries Abstracts
 - Ceramic Abstracts / World Ceramic Abstracts
 - Copper Data Center Database
 - Corrosion Abstracts
 - Engineered Materials Abstracts: Indexada en los siguientes sub-índices
 - Advanced Polymer Abstracts
 - Composite Industry Abstracts
 - Engineered Materials Abstracts, Ceramics
 - Materials Business File
 - Metals Abstracts/METADEX
- Catálogo LATINDEX: Sistema Regional de Información en Línea para Revistas Científicas de América Latina, el Caribe, España y Portugal
- PERIÓDICA: Índice de Revistas Latinoamericanas en Ciencias

- REVENCYT: Índice y Biblioteca Electrónica de Revistas Venezolanas de Ciencia y Tecnología.
- SciELO Venezuela: Scientific Electronic Library Online - Venezuela. *Ingresada a la Colección ScieLo Venezuela certificada el 30 de junio de 2008. Acceso disponible a través de las web: "SciELO Venezuela", para ver las versiones completas de los artículos publicados en los números 1 y 2 de los volúmenes 22 al 29 y el número 2 del volumen 21, en formato HTML.*

De interés para investigadores venezolanos:

Desde el año 2007, la **RLMM** es clasificada por el **Observatorio Nacional de Ciencia, Tecnología e Innovación (ONCTI)** como una **Publicación Tipo "A"** al estar indexada en el *Catálogo Latindex*, en SciELO- Revistas Certificadas y por obtener un puntaje de 78,3 en la *Evaluación de Mérito* del año 2007 realizada por el *FONACIT*, puntaje que supera apreciablemente el mínimo de 55,0 puntos exigidos.