



Campus Guanajuato

División de Ingenierías  
Departamento de Ingeniería en  
Minas, Metalurgia y Geología



# UNIVERSIDAD DE GUANAJUATO

DIVISIÓN DE INGENIERÍAS | *Campus Guanajuato*

Caracterización Electroquímica de Escorias con Contenidos de Au-Ag en un Sistema de Lixiviación de Tiosulfato, Mediante la Técnica de Voltamperometría Cíclica con Electrodos de Pasta de Grafito.

## TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

PARA OBTENER EL GRADO DE:

INGENIERO METALÚRGICO

PRESENTA:

JUAN JOSÉ ZÚÑIGA ARVIZU

ASESOR:

Dr. Enrique Elorza Rodríguez

GUANAJUATO, GTO. JUEVES 31 OCTUBRE DE 2024.

JUAN JOSÉ ZÚÑIGA ARVIZU

¡1 Página

CARACTERIZACIÓN ELECTROQUÍMICA DE ESCORIAS CON CONTENIDOS DE Au-Ag EN UN SISTEMA DE LIXIVIACIÓN DE TIOSULFATO, MEDIANTE LA TÉCNICA DE VOLTAMPEROMETRÍA CÍCLICA CON ELECTRODOS DE PASTA DE GRAFITO.



Campus Guanajuato

División de Ingenierías  
Departamento de Ingeniería en  
Minas, Metalurgia y Geología



## JUAN JOSÉ ZÚÑIGA ARVIZU

I Página

CARACTERIZACIÓN ELECTROQUÍMICA DE ESCORIAS CON CONTENIDOS DE Au-Ag EN UN SISTEMA DE LIXIVIACIÓN DE TIOSULFATO,  
MEDIANTE LA TÉCNICA DE VOLTAMPEROMETRÍA CÍCLICA CON ELECTRODOS DE PASTA DE GRAFITO.

Guanajuato, Gto., 06 de diciembre de 2024

**UNIVERSIDAD DE GUANAJUATO  
P R E S E N T E**

El que suscribe *C. Juan José Zúñiga Arvizu*, declara que otorga licencia no exclusiva y sin límite de temporalidad para que el Trabajo de Investigación denominado:

**“Caracterización Electroquímica de Escorias con Contenidos de Au-Ag en un sistema de Lixiviación de Tiosulfato, mediante la Técnica de Voltamperometría Cíclica con Electrodos de Pasta de Grafito”**

De mi autoría, sea publicada dentro del Acervo que publica la Universidad de Guanajuato, a través de formatos impresos y medios electrónicos como CD ó Disquete, siendo de mi conocimiento que dicha distribución, no es con fin de lucro, sino académica, otorgo la autorización correspondiente para que la difusión pueda efectuarse a través de medios electrónicos, tanto en red local como por Vía Internet; renunciando a cualquier regalía que pudiera generarse.

A t e n t a m e n t e



**C. JUAN JOSE ZUÑIGA ARVIZU**



UNIVERSIDAD DE  
GUANAJUATO

Guanajuato, Gto., 06 de diciembre de 2024

ACTA DE PROTESTA RENDIDA POR EL C. JUAN JOSE ZUÑIGA ARVIZU, CON MOTIVO DE HABER OBTENIDO EL TÍTULO EN INGENIERO METALURGICO BAJO TRABAJO DE INVESTIGACION.

El Dr. Enrique Elorza Rodríguez, Director del Trabajo, tomó la protesta de Ley al C. Juan José Zúñiga Arvizu, dirigiéndose a él en los siguientes términos: "PROTESTAIS CUMPLIR LEAL Y FIELMENTE LOS DEBERES PROPIOS DE LA PROFESIÓN EN INGENIERO METALURGICO CUYO TÍTULO ACABAIS DE ADQUIRIR" y habiendo contestado el interpelado "SI PROTESTO", el C. Director del Trabajo repuso "SI ASÍ NO LO HICIEREIS, EL ESTADO Y LA NACIÓN OS LO DEMANDEN".

A continuación, el C. Director del Trabajo declaró concluido el acto, levantándose la presente acta por duplicado que firman los CC. Dr. Enrique Elorza Rodríguez, Dra. Ma. Mercedes Salazar Hernández, Dra. Carolina de Jesús Rodríguez Rodríguez y Sustentante el C. Juan José Zúñiga Arvizu.

NO ES VALIDO SI SE LEVANTA RASPADURAS O ENMENDADURAS

DR. ENRIQUE ELORZA RODRIGUEZ

DRA. MA. MERCEDES SALAZAR HERNANDEZ

CAROLINA DE JESÚS RODRIGUEZ RODRIGUEZ

DRA. CAROLINA DE JESÚS RODRIGUEZ RODRIGUEZ

JUAN JOSE ZUÑIGA ARVIZU

C. JUAN JOSE ZUÑIGA ARVIZU



UNIVERSIDAD DE  
GUANAJUATO

NO ES VALIDO SI LLEVA RASPADURAS O ENMENDADURAS

En la ciudad de Guanajuato, Gto., siendo las 12:00 doce horas del día 06 de diciembre del año 2024, se reunieron en la Sala de Receptaculares de la División de Ingenierías Sede San Matías, del Campus Guanajuato de la Universidad de Guanajuato, Dr. Enrique Elorza Rodríguez, Dra. Ma. Mercedes Salazar Hernández y Dra. Carolina de Jesús Rodríguez Rodríguez, para verificar la Defensa del Trabajo de Investigación del egresado Juan José Zúñiga Arvizu, "Caracterización Electroquímica de Escorias con Contenidos de Au-Ag en un sistema de Lixiviación de Tiosulfato, mediante la Técnica de Voltamperometría Cíclica con Electrodos de Pasta de Grafito", en conformidad con lo dispuesto por el artículo 17 del Reglamento de Distinciones Académicas.

Los miembros del jurado interrogaron sobre diversas materias y aspectos del Trabajo, y terminado el interrogatorio se procedió a realizar la votación secreta, habiendo obtenido el C. Juan José Zúñiga Arvizu.

Reconocimiento de Trabajo Laureado

Para constancia se levanta la presente acta por triplicado que firma el jurado.

Dr. Enrique Elorza Rodríguez

Dra. Ma. Mercedes Salazar Hernández

Enrique Elorza Rodríguez

Ma. Mercedes Salazar H.

Dra. Carolina de Jesús Rodríguez Rodríguez

Carolina Rodríguez



Guanajuato, Gto, a 20 de febrero de 2024.

Asunto: obtención de grado de licenciatura.

Exie 02/TI/24

**Lic. Juan Bardo Rodríguez de la Vega**  
**Coordinador de Asuntos Escolares**  
**Campus Guanajuato**  
**Presente**

De acuerdo con la normatividad vigente y según lo establecido en el Reglamento Académico, para los términos de egreso y obtención de grado, me permito informar que **JUAN JOSE ZUÑIGA ARVIZU 373509** ha cumplido con los requisitos institucionales para obtener el grado de **Ingeniero Metalúrgico**.

El alumno, ha realizado el **Examen Institucional de Egreso**, conforme a lo establecido en los artículos 13 fracción VII, 63 y 72 fracción IV del Reglamento Académico, presentando su constancia que lo avala.

Por lo anterior, no hay inconveniente para proceder con los trámites de titulación.

Atentamente,  
"La verdad os hará libres"  
El director  
  
**Dr. Gilberto Carreño Aguilera.**



Universidad de Guanajuato  
División de Ingenierías  
Campus Guanajuato  
DIRECCIÓN



# Universidad de Guanajuato

Dirección de Administración Escolar

## - CONSTANCIA DE CUMPLIMIENTO DEL EXAMEN DE EGRESO -

De conformidad con lo establecido en los artículos 63 y 72 del Reglamento Académico vigente y el Acuerdo Sobre el Examen de Egreso para la Obtención de Grado de Licenciatura de la Universidad de Guanajuato, emitido por el Consejo Consultivo de Rectoras, Rectores y Director del Colegio del Nivel Medio Superior; **se hace constar que:**

**ZUÑIGA ARVIZU JUAN JOSE**, con NUA 373509, estudiante de la LICENCIATURA EN INGENIERÍA METALÚRGICA, **ha cumplido** con el requisito establecido en la fracción cuarta del artículo 72 del reglamento antes mencionado.

Para los efectos y fines legales conducentes, se expide la presente constancia el día 10 de enero de 2025.



**Código verificador:**  
5CA846A53DFB55171150F4132779EF87

Para verificar la autenticidad de este documento escanee el código QR y asegúrese que está consultando la página: [www.dae.ugto.mx/serviciosExternos/ExamenEgreso](http://www.dae.ugto.mx/serviciosExternos/ExamenEgreso)

UNIVERSIDAD DE  
GUANAJUATO



Guanajuato, Gto., 22 de febrero de 2024

LIC. JUAN BARDO RODRIGUEZ DE LA VEGA  
COORDINADOR DE ASUNTOS ESCOLARES  
CAMPUS GUANAJUATO  
P R E S E N T E

Con fundamento en el artículo 15 del Reglamento de Distinciones Universitarias, referente a los requisitos para la obtención del reconocimiento de *Trayectoria Sobresaliente*, por este medio se hace constar que el egresado del Programa Educativo *Ingeniería Metalúrgica*, *Juan José Zúñiga Arvizu* (NUA 373509), tuvo una trayectoria escolar que lo hace acreedor a tal distinción, ya que:

- Culminó sus estudios dentro de la duración establecida en el plan de estudios correspondientes.
- Aprobó todas las unidades de aprendizaje en primera oportunidad.
- Obtuvo un promedio general de **9.38**.
- No recibió sanción alguna.

Sin más por el momento, agradezco su atención enviando con este motivo saludos cordiales.

Atentamente  
“La Verdad Os Hara Libres”  
Director de la División de Ingeniería

Dr. Gilberto Carreño Aguilera



Universidad de Guanajuato  
División de Ingenierías  
Campus Guanajuato  
DIRECCIÓN

**CAMPUS GUANAJUATO**  
**DIVISIÓN DE INGENIERÍAS**

LEMP/ammc.

**Sede Belén:** Av. Juárez 77, Centro  
Guanajuato, Gto., México; C.P. 36000  
Teléfonos: (473) 102 01 00, ext. 2207 y 2212, Fax: ext. 2230

**Sede San Matías:** ExHacienda de San Matías s/n, Col. San Javier  
Guanajuato, Gto., México; C.P. 36020  
Teléfonos: (473) 732 72 77, 732 72 78 y 732 63 21



# Universidad de Guanajuato

## DIVISIÓN DE INGENIERÍAS

GT42LI0305 LICENCIATURA EN INGENIERÍA METALÚRGICA

NUA: 373509 / CURP: ZUAJ000923HGTXRNA5

ZUÑIGA ARVIZU JUAN JOSE

Clave	Materia	Cred.	Calificación 1	Calificación 2	Calificación 3	Calificación 4	NOTA
NIVEL: 1 AGOSTO - DICIEMBRE 2019 - [ PROMEDIO 9.71 ]							
NELI04122	ÁLGEBRA SUPERIOR Y GEOMETRÍA VECTORIAL	4	04 Dic 2019 <b>10</b>				
NELI04036	CÁLCULO DIFERENCIAL	4	06 Dic 2019 <b>9.0</b>				
III03080	CÍRCULOS DE LECTURA	3	05 Dic 2019 <b>AC</b>				
III04074	DIBUJO ASISTIDO POR COMPUTADORA	4	04 Dic 2019 <b>10</b>				
SHLI03057	EL HOMBRE Y EL MEDIO AMBIENTE	3	05 Dic 2019 <b>9.5</b>				
III03040	INTRODUCCIÓN A LA METALURGIA	3	04 Dic 2019 <b>10</b>				
NELI06051	QUÍMICA INORGÁNICA	6	05 Dic 2019 <b>10</b>				
SHLI03099	INGLÉS PRINCIPIANTE	3	02 Ago 2019 <b>AC</b>				EXA. DE UBICA. DE NIVEL -
SHLI03100	INGLÉS PRINCIPIANTE AVANZADO	3	02 Ago 2019 <b>AC</b>				EXA. DE UBICA. DE NIVEL -
SHLI03101	INGLÉS INTERMEDIO	3	02 Ago 2019 <b>AC</b>				EXA. DE UBICA. DE NIVEL -
SHLI03102	INGLÉS INTERMEDIO AVANZADO	3	06 Dic 2019 <b>9.5</b>				
NIVEL: 2 ENERO - JUNIO 2020 - [ PROMEDIO 9.50 ]							
NELI04035	ÁLGEBRA LINEAL	4	01 Jun 2020 <b>8.5</b>				
NELI03054	APLICACIÓN DE LA QUÍMICA EN LA METALURGIA	3	03 Jun 2020 <b>9.0</b>				
NELI04076	CÁLCULO INTEGRAL	4	05 Jun 2020 <b>10</b>				
SHLI03118	DESARROLLO DE HABILIDADES DEL PENSAMIENTO	3	08 Jun 2020 <b>9.5</b>				
NELI05121	FÍSICA	5	10 Jun 2020 <b>10</b>				
NELI04129	MÉTODOS NUMÉRICOS CON PROGRAMACIÓN	4	02 Jun 2020 <b>10</b>				
NELI06052	QUÍMICA DESCRIPTIVA	6	04 Jun 2020 <b>9.5</b>				
NIVEL: 3 AGOSTO - DICIEMBRE 2020 - [ PROMEDIO 9.21 ]							
NELI04014	BALANCE DE MATERIA Y ENERGÍA	4	16 Dic 2020 <b>9.0</b>				
SHLI03031	ÉTICA	3	18 Dic 2020 <b>9.5</b>				
NELI05115	MECÁNICA ANALÍTICA	5	18 Dic 2020 <b>9.0</b>				
NELI04038	PROBABILIDAD Y ESTADÍSTICA	4	18 Dic 2020 <b>10</b>				
III03064	PROCESOS UNITARIOS EN METALURGIA	3	18 Dic 2020 <b>7.5</b>				
NELI05122	QUÍMICA ANALÍTICA	5	17 Dic 2020 <b>10</b>				
NELI04042	ECUACIONES DIFERENCIALES	4	18 Dic 2020 <b>9.5</b>				
NIVEL: 4 ENERO - JUNIO 2021 - [ PROMEDIO 9.31 ]							



# Universidad de Guanajuato

## DIVISIÓN DE INGENIERÍAS

GT42LI0305 LICENCIATURA EN INGENIERÍA METALÚRGICA

NUA: 373509 / CURP: ZUAJ000923HGTXRNA5

ZUÑIGA ARVIZU JUAN JOSE

Clave	Materia	Cred.	Calificación 1	Calificación 2	Calificación 3	Calificación 4	NOTA
NELI03050	FISICOQUÍMICA DE SISTEMAS ACUOSOS	3	16 Jun 2021 <b>9.5</b>				
NELI05123	MINERALOGÍA	5	16 Jun 2021 <b>9.0</b>				
NELI03051	QUÍMICA ORGÁNICA	3	15 Jun 2021 <b>10</b>				
IIIL05103	PREPARACIÓN MECÁNICA DE MINERALES	5	16 Jun 2021 <b>9.0</b>				
IIIL05096	RESISTENCIA DE MATERIALES	5	16 Jun 2021 <b>8.5</b>				
EALI03063	TALLER DE MANEJO DE BASES DE DATOS	3	11 Jun 2021 <b>10</b>				
SHLI03111	RELACIONES HUMANAS	3	16 Jun 2021 <b>9.0</b>				
NELI03052	TERMODINÁMICA	3	16 Jun 2021 <b>9.5</b>				
NIVEL: 5 AGOSTO - DICIEMBRE 2021 - [ PROMEDIO 9.42 ]							
IIIL03063	CARACTERIZACIÓN DE MINERALES	3	09 Dic 2021 <b>10</b>				
IIIL04233	CIENCIA E INGENIERÍA DE LOS MATERIALES	4	14 Dic 2021 <b>9.0</b>				
NELI05124	CINÉTICA QUÍMICA	5	13 Dic 2021 <b>10</b>				
IIIL05097	CONCENTRACIÓN DE MINERALES	5	15 Dic 2021 <b>9.0</b>				
IIIL04232	FENÓMENOS DE TRANSPORTE	4	10 Dic 2021 <b>9.5</b>				
IIIL03046	TALLER DE SIMULACIÓN DE PROCESOS	3	13 Dic 2021 <b>10</b>				
SHLI03104	INGLÉS AVANZADO PRINCIPIANTE	3	09 Dic 2021 <b>8.5</b>				
NIVEL: 6 ENERO - JUNIO 2022 - [ PROMEDIO 9.50 ]							
IIIL03079	ESTANCIA EN LA INDUSTRIA I	3	30 Jul 2022 <b>AC</b>				
IIIL05104	FLOTACIÓN DE SULFUROS Y NO METALES	5	07 Jun 2022 <b>9.5</b>				
IIIL05098	HIDROMETALURGIA	5	14 Jun 2022 <b>9.0</b>				
IIIL03047	INGENIERÍA INDUSTRIAL	3	08 Jun 2022 <b>10</b>				
NELI05125	MECÁNICA DE FLUIDOS	5	13 Jun 2022 <b>9.5</b>				
IIIL05099	METALURGIA FÍSICA	5	15 Jun 2022 <b>9.0</b>				
SHLI03006	METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	3	09 Jun 2022 <b>10</b>				
NIVEL: 7 AGOSTO - DICIEMBRE 2022 - [ PROMEDIO 9.21 ]							
NELI04139	DISEÑO DE EXPERIMENTOS	4	07 Dic 2022 <b>10</b>				
IIIL03042	ESTANCIA EN LA INDUSTRIA II	3	14 Ene 2023 <b>AC</b>				
IIIL03174	INGENIERÍA DE LA CONSTRUCCIÓN	3	09 Dic 2022 <b>8.0</b>				
IIIL06045	PIROMETALURGIA NO FERROSOS	6	08 Dic 2022 <b>9.0</b>				
SHLI03113	SEMINARIO DE INVESTIGACIÓN	3	05 Dic 2022 <b>10</b>				
IIIL05105	TÉCNICAS DE CARACTERIZACIÓN DE MATERIALES	5	05 Dic 2022 <b>9.0</b>				
IIIL03048	TRATAMIENTO DE AGUAS RESIDUALES	3	06 Dic 2022 <b>10</b>				



# Universidad de Guanajuato

DIVISIÓN DE INGENIERÍAS

GT42LI0305 LICENCIATURA EN INGENIERÍA METALÚRGICA

NUA: 373509 / CURP: ZUAJ000923HGTXRNA5

ZUÑIGA ARVIZU JUAN JOSE

Clave	Materia	Cred.	Calificación 1	Calificación 2	Calificación 3	Calificación 4	NOTA
NELI03024	ECOLOGÍA	3	08 Dic 2022	8.5			
NIVEL: 8 ENERO - JUNIO 2023 - [ PROMEDIO 9.20 ]							
IIIL04235	ELECTROMETALURGIA Y CORROSIÓN	4	05 Jun 2023	9.0			
IIIL03044	ESTANCIA EN LA INDUSTRIA III	3	29 Jul 2023	AC			
IIIL04234	INGENIERÍA ELÉCTRICA	4	06 Jun 2023	9.0			
IIIL03043	INVESTIGACIÓN DE OPERACIONES	3	07 Jun 2023	10			
IIIL04236	METALURGIA MECÁNICA	4	07 Jun 2023	8.5			
IIIL06160	DISEÑO DE PLANTAS	6	05 Jun 2023	9.5			
NIVEL: 9 AGOSTO - DICIEMBRE 2023 - [ PROMEDIO 9.35 ]							
IIIL06161	SOLDADURA	6	04 Dic 2023	9.5			
IIIL06162	METALURGIA ADAPTATIVA Y SIDERURGIA	6	05 Dic 2023	9.5			
EALI03060	CONTROL DE CALIDAD	3	08 Dic 2023	10			
IIIL04237	IMPACTO Y SISTEMAS DE GESTIÓN AMBIENTAL	4	06 Dic 2023	9.0			
EALI03039	ADMINISTRACIÓN DE RECURSOS HUMANOS	3	05 Dic 2023	9.0			
EALI04229	INGENIERÍA ECONÓMICA Y EVALUACIÓN DE PROYECTOS	4	07 Dic 2023	8.5			
EALI03043	SUPERVISIÓN Y LIDERAZGO	3	05 Dic 2023	10			

Tipo de Crédito	Cursados	Aprobados	Requeridos
ÁREA BÁSICA DISCIPLINAR	121	121	121
ÁREA BÁSICA COMÚN	53	53	53
ÁREA COMPLEMENTARIA	18	18	18
ÁREA DE PROFUNDIZACIÓN	52	52	49
PRÁCTICAS	9	9	9
ÁREA GENERAL -> FORMACIÓN CULTURAL E INTERCULTURAL	6.42	6.42	6
ÁREA GENERAL -> CREATIVIDAD Y ESPÍRITU EMPRENDEDOR	6.28	6.28	6
ÁREA GENERAL -> DESARROLLO PERSONAL	9.2	9.2	6
ÁREA GENERAL -> RESPONSABILIDAD SOCIAL	6	6	6

Promedio General: 9.38



# Universidad de Guanajuato

DIVISIÓN DE INGENIERÍAS

GT42LI0305 LICENCIATURA EN INGENIERÍA METALÚRGICA

NUA: 373509 / CURP: ZUAJ000923HGTXRNA5

ZUÑIGA ARVIZU JUAN JOSE

## Simbología

<b>CV</b>	Materias convalidadas	<b>RV</b>	Materia revalidada
<b>AC</b>	Materia acreditada	<b>NA</b>	Materia NO acreditada
<b>D1</b>	Debe prerrequisito	<b>D2</b>	Materia NO cursada
<b>TS</b>	Título de suficiencia	<b>ECS</b>	Examen competencias suficientes
<b>NP</b>	No presentó examen		



Campus Guanajuato

División de Ingenierías  
Departamento de Ingeniería en  
Minas, Metalurgia y Geología



## AGRADECIMIENTOS (HACER AL FINAL)

**JUAN JOSÉ ZÚÑIGA ARVIZU**

¡ I Página

CARACTERIZACIÓN ELECTROQUÍMICA DE ESCORIAS CON CONTENIDOS DE Au-Ag EN UN SISTEMA DE LIXIVIACIÓN DE TIOSULFATO,  
MEDIANTE LA TÉCNICA DE VOLTAMPEROMETRÍA CÍCLICA CON ELECTRODOS DE PASTA DE GRAFITO.



## RESUMEN

El presente trabajo de investigación analiza el comportamiento del sistema de lixiviación de tiosulfato-amonía-cobre (TACu) aplicado sobre una muestra de escorias de fundición de doré, la cual presenta altos contenidos de oro y plata. Este sistema se presenta como una alternativa al proceso actual de cianuración, debido a que es más amigable con el medio ambiente.

Para la evaluación y tener referentes de extracciones, se realizaron pruebas de lixiviación en cianuro-O<sub>2</sub> y tiosulfato-amonía-Cu a las escorias. La lixiviación en cianuro presenta recuperaciones buenas. Sin embargo, aun cuando la velocidad de disolución de oro y plata es mayor en tiosulfato, la recuperación observada para oro es baja (<70.0%), no así para la plata.

Para la evaluación del sistema se emplea la técnica de voltamperometría cíclica con electrodos de pasta de grafito. Empleándose un sistema de tres electrodos. El análisis de los voltamogramas obtenidos, permitió describir el comportamiento del sistema y los procesos que ocurren internamente en este. De esta forma, se logró identificar los procesos correspondientes a la oxidación y complejación del oro.

La caracterización; comportamiento de los metales preciosos de escorias se variaron las concentraciones de los componentes del sistema de lixiviación, definiéndose con ello establecer los efectos y las condiciones adecuadas para realizar la lixiviación de escorias.



## ÍNDICE

	<b>Pág.</b>
<b>RESUMEN</b>	ii
Índice	iii
Lista Figuras	iv
Lista Tablas	vi
<b>CAPÍTULO 1: INTRODUCCIÓN</b>	1
<b>CAPÍTULO 2: ANTECEDENTES</b>	2
2.1- Operaciones de fundición	2
2.1.1- Fundición de metales no-ferrosos	2
2.1.2- Fundición de precipitados de metales preciosos	2
2.1.3- Fuentes secundarias de metales	5
2.1.4- Recuperación de metales de escorias, fuentes secundarias	6
2.2- Disolución de metales en sistemas lixiviantes	8
2.2.1- La disolución de metales en el sistema lixiviante $\text{NaCN}-\text{O}_2\text{(aq)}-\text{H}_2\text{O}$	8
2.2.2- La disolución de metales en el sistema lixiviante $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3-\text{NH}_4^+-\text{Cu}(\text{II})$	15
2.3- La voltamperometría cíclica	19
<b>CAPÍTULO 3: CAMPO Y ALCANCE DEL TRABAJO</b>	23
<b>CAPÍTULO 4: JUSTIFICACIÓN DEL TRABAJO</b>	24
<b>CAPÍTULO 5: OJETIVOS DEL TRABAJO</b>	25
5.1- Objetivo general	25
5.2- Objetivos particulares	25
<b>CAPÍTULO 6: HIPÓTESIS</b>	26
<b>CAPÍTULO 7: METODOLOGÍA</b>	27
7.1- Concentración gravimétrica	27
7.2- Caracterización mineralógica	28
7.3- Pruebas de lixiviación	28
7.3.1- Prueba de lixiviación de escorias en el medio $\text{NaCN}-\text{O}_2\text{(aq)}-\text{H}_2\text{O}$	28
7.3.2- Prueba de lixiviación de escorias en el medio $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3-\text{NH}_4^+-\text{Cu}(\text{II})$	29
7.4- Análisis por vía seca	30
7.5- Voltamperometría cíclica	31



	Pág.
<b>CAPÍTULO 8: RESULTADOS Y DISCUSIÓN</b>	33
8.1- Resultados de la lixiviación de escorias en diferentes sistemas lixiviantes	33
8.1.1- Resultados de la lixiviación de escorias en el medio $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3-\text{NH}_4^+ \text{-Cu(II)}$	33
8.1.2- Resultados de la lixiviación de escorias en el medio $\text{NaCN}-\text{O}_2(\text{aq})-\text{H}_2\text{O}$	33
8.2- Resultados de la concentración gravimétrica sobre una porción de escorias	34
8.3- Resultados de la voltamperometría de escorias en diversos sistemas lixiviantes	35
8.3.1- Resultados de la voltamperometría usando la fracción +140 -100 mallas de un concentrado gravimétrico (2.8 Kg/Ton Au y 6.4 Kg/Ton Ag) en el medio $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3-\text{NH}_4^+ \text{-Cu(II)}$	35
8.3.2- Resultados de la voltamperometría usando la fracción -100+140 mallas de un concentrado gravimétrico (2.8 kg/Ton Au y 6.4 kg/Ton Ag) en el medio $\text{NaCN}-\text{O}_2(\text{aq})-\text{H}_2\text{O}$	39
<b>CAPÍTULO 9: CONCLUSIONES</b>	41
9.1- Conclusiones	41
9.2- Trabajo a futuro	41
Bibliografía	43
Ápendice I	45
Ápendice II	50
Ápendice III	55

### Lista de Figuras

Figura No	Descripción	Pág. No
1	Diagrama de fase de Au-Ag.	3
2	Diagrama ternario del sistema Au-Ag-Cu.	4
3	Diagrama ternario que determina la composición de la escoria resultante de los procesos de fundición de doré [1].	4



---

Figura No	Descripción	Pág. No
4	Diagrama de flujo simplificado del proceso de precipitación de metales preciosos con polvo de zinc para la producción de doré [2-4].	5
5	Diagrama de distribución de especies del cianuro [13].	10
6	Diagrama de Pourbaix del cianuro (25°C) [13].	10
7	Esquema de la disolución de oro durante la cianuración [14].	12
8	Diagrama de Pourbaix correspondiente al sistema Au-CN-H <sub>2</sub> O a 25°C [12, 13].	13
9	Esquema de la superficie de oro con los procesos ocurridos durante la disolución en el sistema de tiosulfato [22].	16
10	Diagramas de Pourbaix: (a) sistema S-H <sub>2</sub> O (0.10 M) [23], (b) sistema oro-tiosulfato-agua a 25°C [22].	17
11	(a) Programa de potencial aplicado, $E_{\lambda_1}$ y $E_{\lambda_2}$ son los potenciales de cambio, (b) típico voltamograma cíclico de 1 mM K <sub>3</sub> Fe(CN) <sub>6</sub> en un electrodo de platino, solución 0.10 M KCl. La velocidad de escaneo fue de 100 mV/s y el electrodo de referencia fue Ag/AgCl solución 0.10 M KCl.	20
12	Fotografía de concentrador centrífugo y condiciones de trabajo del equipo de concentración gravimétrica, Knelson.	27
13	Diagrama de flujo para pruebas en concentrador centrífugo [25].	27
14	Diagrama de flujo de prueba de lixiviación de escorias en sistema de tiosulfato.	28
15	Diagrama de flujo de la prueba de cianuración realizada.	29
16	Diagrama de flujo del ensaye vía seca de oro y plata.	30
17	Resultados de la lixiviación de escorias empleando el sistema de tiosulfato.	33
18	Resultados de la prueba de cianuración de escorias de oro y plata.	34
19	Voltamperometría cíclica del CPE-0 en el sistema de tiosulfato-amonio-cobre.	35
20	Voltamperometría del electrodo de oro en el sistema de tiosulfato-amonio-cobre.	36
21	Voltamperometrías del sistema de tiosulfato empleando el electrodo de oro y variando la concentración de tiosulfato.	37
22	Comportamiento del sistema de tiosulfato-cobre-amonio con electrodo de oro al variar la concentración de tiosulfato	38
23	Voltamperometrías resultantes del sistema tiosulfato-cobre-amonio empleando el electrodo de oro y variando la concentración de cobre en la solución.	38

---



Figura No	Descripción	Pág. No
24	Voltamperometría cíclica empleando el CPE-0 en el sistema de lixiviación de cianuro.	39
25	Voltamperograma resultante de la prueba empleando electrodo de oro en el sistema de cianuro.	40

### Listado de Tablas

Tabla No	Descripción	Pág. No
1	Solubilidad de diversas sales de cianuro en agua a 25°C.	9
2	Constantes de complejación, potencial e intervalos de pH, de sistemas complejantes de oro [24].	23
3	Resumen de las pruebas efectuadas, indicando concentración de la solución analizada y el electrodo de trabajo empleado.	32
4	Balance metalúrgico de la concentración gravimétrica aplicada a las escorias.	34



## CAPÍTULO 1: INTRODUCCIÓN

Durante las operaciones de fundición de doré en las unidades mineras. Se generan escorias, las cuales vienen enriquecidas en valores de interés. Por lo general, el grado de las escorias ronda los 200-300 g/ton de Au y los 500-800 kg/ton de Ag. Debido a lo cual, se vuelve una necesidad darles el tratamiento que permita obtener la mayor recuperación de valores de interés, y que, de esta manera, todos los valores contenidos en escorias no sean desechados.

La cianuración es el proceso más común en la actualidad para la recuperación de valores de oro y plata dentro de la industria minera de México. Sin embargo, las normativas actuales exigen que su uso sea cada vez menor, de manera que se deben manejar concentraciones cada vez más bajas, llegando al punto en que se obtienen cinéticas mucho más lentas al aplicar dichas concentraciones. Es por ello, la necesidad de buscar sistemas de lixiviación alternativos, los cuales permitan generar una buena recuperación de valores de interés y que a su vez sean amigables con el ambiente.

El sistema de lixiviación tiosulfato-amonio-cobre(II), es capaz de oxidar y complejar el oro y la plata, asegurando que cumple con la tarea esencial propia de un sistema de lixiviación. Por otro lado, este sistema también tiene un periodo de vida corto, debido a la rápida oxidación de sus componentes. Esto implica un proceso rápido para asegurar la estabilidad de los complejos metálicos formados y que así se pueda realizar una correcta recuperación de valores de la solución rica. Con relación a este último, se contempla que uno de los trabajos a futuro será evaluar un sistema de recuperación eficiente, el uso de carbón activado no parece ser un buen método de recuperación.

La voltamperometría cíclica es una técnica electroquímica que permite la identificación de procesos oxido-reducción dentro de un sistema, con la finalidad de analizar el comportamiento de dicho sistema. Las pruebas consisten en variar el potencial aplicado en el sistema y observar los cambios de corriente generados durante el barrido. De esta manera, pueden determinarse las especies formadas en el sistema y el potencial al cual ocurren, para asegurar que sí se tenga la presencia de especies solubles, en este caso, serían complejos formados con los metales preciosos presentes en la muestra de escorias. La aplicación de estas técnicas permite un rápido análisis de los procesos, la detección de especies y una revisión del comportamiento del sistema. De esta manera, puede asegurarse si un proceso puede ser favorable o no.

**JUAN JOSÉ ZÚÑIGA ARVIZU**

1 | Página

CARACTERIZACIÓN ELECTROQUÍMICA DE ESCORIAS CON CONTENIDOS DE Au-Ag EN UN SISTEMA DE LIXIVIACIÓN DE TIOSULFATO, MEDIANTE LA TÉCNICA DE VOLTAMPEROMETRÍA CÍCLICA CON ELECTRODOS DE PASTA DE GRAFITO.



## CAPÍTULO 2: ANTECEDENTES

### 2.1- Operaciones de fundición

La fundición es un proceso de suma importancia para la refinación de metales, mediante estas operaciones se separan los contenidos metálicos del resto de los componentes no deseados, como la ganga y otras impurezas. Previo a la fundición, se presentan procesos de concentración tal como es la flotación, así mismo, se pueden realizar procesos de extracción como la lixiviación. Durante la fundición se lleva a temperatura de fusión todo el material a fundir, posteriormente se separa la escoria de los valores metálicos. El contenido metálico resultante se somete a posteriores procesos de refinación.

#### 2.1.1- Fundición de metales no-ferrosos

Se definen como metales no-ferrosos a todos aquellos que no presentan contenidos de hierro. De manera general, el mineral con contenidos de metales no-ferrosos es sometido a distintas etapas de procesamiento y concentración para obtener un concentrado con un grado adecuado para obtener una fusión eficiente.

Los metales no-ferrosos más comunes son los denominados metales base, tales como: cobre, zinc, aluminio, estaño, plomo, níquel, titanio, etc. Cada uno de ellos suele tener un proceso de fusión distinto, el cual se basa en sus propiedades como el punto de fusión, la composición química de las especies minerales concentradas en las cuales se encuentra, así como el grado de cada elemento en dicho concentrado. Algo común en los metales no-ferrosos, es que suelen comprender-observar puntos de fusión más bajos en comparación con los ferrosos.

#### 2.1.2- Fundición de precipitados de metales preciosos

El proceso Merrill-Crowe es el más utilizado para el tratamiento de soluciones provenientes de la cianuración, este proceso permite la generación de precipitados que son de gran importancia para la recuperación de los valores de oro y plata. Una vez realizada la fundición, se obtiene un doré con altos contenidos



de oro y plata, así como con la menor cantidad de impurezas posibles y la mínima pérdida de valores de interés en las escorias.

Durante la fundición de los precipitados resultantes del proceso Merrill-Crowe se involucran factores que tienen un alto impacto en el proceso. La fundición suele llevarse a cabo en un horno reverbero, este horno genera un considerable arrastre de gases, por lo que es perjudicial que los precipitados y fundentes se carguen con un alto contenido de humedad. Para el desarrollo del proceso de fundición, el precipitado se homogeniza, rompiendo todos los grumos que se encuentran en él, posteriormente se realiza un muestreo con la finalidad de determinar las cargas de fundentes a alimentar y ajustar la carga acorde a la capacidad del horno.

Al llevar a cabo la fundición de doré, se presentan fundentes formadores de escorias, por lo que la temperatura del proceso debe ser superior a la temperatura de fusión de todos los componentes. Es por ello por lo que se suele manejar el intervalo de 1200-1300°C. El tiempo de fusión no solo depende de esta temperatura, sino, también de la proporción de Au-Ag en el precipitado. La temperatura de fusión tenderá a aumentar a medida que aumenta el contenido de oro, como se observa en el diagrama de fases, Figura 1.

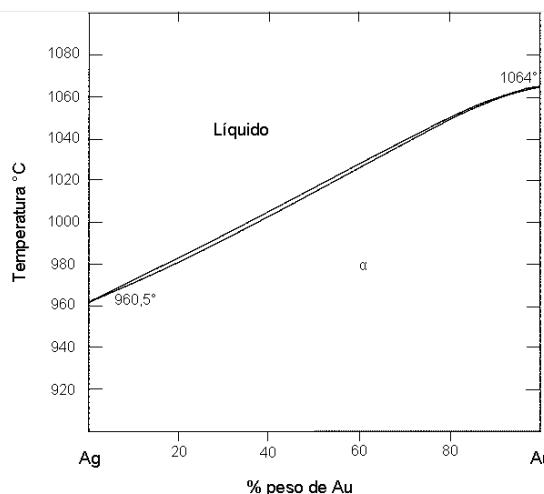


Figura 1: Diagrama de fase de Au-Ag.

La presencia de altos contenidos de Cu, puede favorecer la formación de aleaciones con el oro y la plata, esta tendencia aumenta cuando este cobre es



metálico y no sufre ningún tipo de oxidación. De esta manera, altera el punto de fusión de la aleación de oro-plata. Esto se puede observar mediante el siguiente diagrama ternario, véase Figura 2.

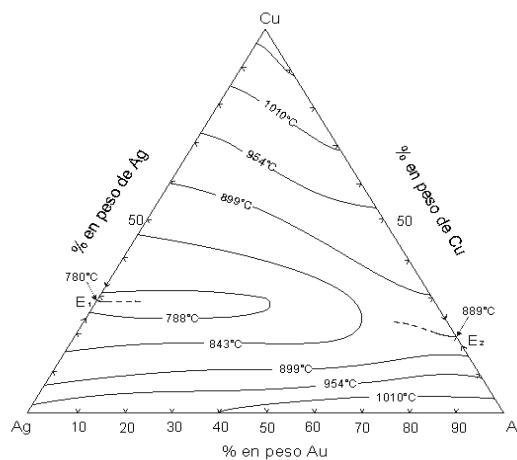


Figura 2: Diagrama ternario del sistema Au-Ag-Cu.

Los principales componentes de la escoria resultante son el óxido de bario, el óxido de sodio y el óxido de silicio. Los dos primeros provienen de los fundentes añadidos, el tercero proviene del precipitado. La proporción de cada uno de los componentes de la escoria se basa en el siguiente diagrama ternario.

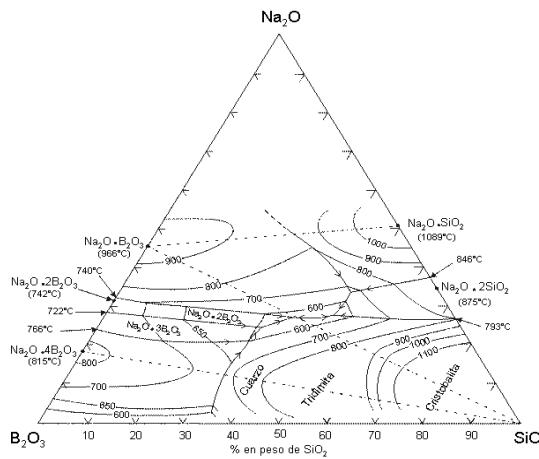
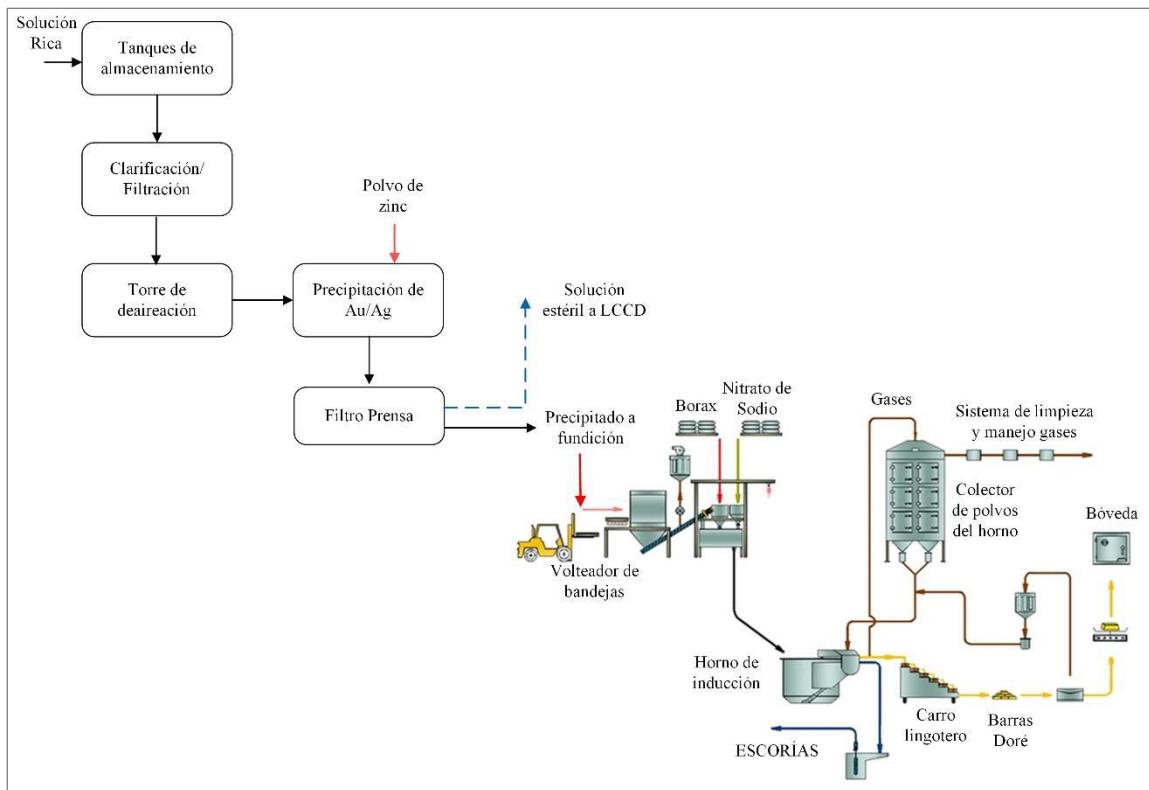


Figura 3: Diagrama ternario que determina la composición de la escoria resultante de los procesos de fundición de doré [1].

En las mejores condiciones posibles, la recuperación de oro en el doré ronda el 90%, el resto del contenido de interés puede perderse en la escoria, la cual puede llegar a tener un alto grado de metales de interés, con lo que se vuelve



indispensable un retratamiento a la escoria generada para evitar pérdidas [1]. La Figura 4 muestra el diagrama de flujo de la fusión de precipitados de la unidad “La Herradura”.



**Figura 4.** Diagrama de flujo simplificado del proceso de precipitación de metales preciosos con polvo de zinc para la producción de doré [2-4] .

### 2.1.3- Fuentes secundarias de metales

Yu, 2009, Menciona que los metales preciosos contenidos en placas de circuito impreso (PCB's) se encuentran en una alta concentración. Esto puede significar una desventaja, debido a la pérdida económica y ambiental que genera. Los valores contenidos en PCB's representan un considerable valor económico por lo que este tipo de fuentes pueden emplearse y ser rentables a largo plazo [5].

Por su parte, Zhang y Forsberg, 1998, proponen que el aprovechamiento de este tipo de fuentes de metales preciosos puede resultar en un conjunto de ventajas como lo son: conservación de recursos primarios de metales, disminución de sólidos generados, recuperación de materiales no metálicos, recuperación de



metales ferrosos, no-ferrosos y preciosos, ahorro de energía, prevención de contaminación por metales pesados [5].

La recuperación de valores contenidos en este tipo de fuentes, puede realizarse por dos métodos, hidrometalúrgico y pirometalúrgico, siendo el primero el más utilizado debido a las ventajas que ofrece, estas son las siguientes: se tratan materiales con bajo contenido de interés, emplean poca energía, se puede emplear a baja y mediana escala, los reactivos empleados pueden ser recirculados y se obtienen productos de alta pureza [6].

La ruta pirometalúrgica es la que llega a implicar un mayor número de desventajas, dentro de las cuales se encuentran las siguientes: generación de gases contaminantes, no se reciclan los componentes orgánicos, dificultad para la remoción de Fe y Al, generación de gases con contenidos de metales pesados como Pb, Hg, Sn y Cd, y separación parcial de los metales preciosos [6].

Dentro de los procesos empleados para la recuperación de metales de fuentes secundarias, se presenta el siguiente: Los metales se precipitan con el uso de PLS, mediante el uso de ácido sulfhídrico. El sólido formado en la pre-neutralización contiene al Fe. En una posterior acidificación, se precipitan los sulfuros de Cu y Zn; asimismo, se precipita una alta proporción del aluminio (Al) contenido [7].

#### 2.1.4- Recuperación de metales de escorias, fuentes secundarias.

Los productos de **desperdicio** pirometalúrgicos se consideran una fuente secundaria de metales, donde se pueden localizar metales peligrosos, así como metales preciosos, las vías de recuperación son muy diversas [8].

Las vías de recuperación pirometalúrgicas son empleadas cuando es necesario concentrar los valores, previo a su recuperación. Por el contrario, la ruta hidrometalúrgica se emplea cuando se recuperan los metales puros,

Algunos casos de recuperación de valores metálicos son los siguientes. Los lodos anódicos de las celdas electrolíticas de la refinación de cobre son tostados y refinados a temperaturas elevadas, posteriormente son fundidos en ánodos de



doré. Inicialmente se llevan a fusión entre 605-734°C y estos lodos son mezclados con bisulfato de sodio, operación que permite la volatilización de selenio y el óxido de selenio. Al finalizar este proceso, la masa resultante se granula, los sulfatos de plata y cobre se lixivian con agua caliente, estos primeros se cementan con la adición de polvo de cobre. El sólido resultante se filtra y funde, la escoria resultante ahora consiste en un óxido. Posteriormente, ocurre una tercera escorificación, añadiendo carbonato de sodio, de modo que se retiran las impurezas anfotéricas como son los arseniatos, seleniatos, antimoniatos y teluratos. Las escorias que se van obteniendo se retornan a la fusión de cobre. La masa de plata-oro se funde en barras de doré, las cuales se refinan en una celda Moebius y Wohlwill [9].

Deng y Ling, 2007, proponen el proceso hidrometalúrgico para la recuperación de cobre y cobalto de escorias de conversión de cobre, el cual consiste en la reacción de una masa de escorias molidas y humedecidas con agua a temperatura controlada, con ácido sulfúrico. Esto ocurre durante dos horas, resultando en una recuperación del 95% de cobalto y el 90% de cobre.

Existen otros metales contenidos en escorias de fundición que pueden ser recuperados por vías hidrometalúrgicas. Por ejemplo, el zinc proveniente de los polvos de aceración o producción de arrabio, esto por lixiviación con ácido sulfúrico y extracción por solventes, siendo el más utilizado el D2EHPA. Otro caso es el de la plata recuperada de los residuos de plantas de zinc, la recuperación se puede realizar mediante el uso de tiosulfato o tiocianato, ya que presentan buena recuperación y no se requiere un pretratamiento, la refinación, se realiza con un fuerte extractante aniónico como el AV-17-10P o con carbón activado. En ocasiones, los residuos de plata contienen germanio, galio e indio; la lixiviación con ácido sulfúrico se realiza en presencia de un oxidante como lo es el clorato de sodio, el cual produce oxígeno molecular y cloruro de sodio [8].

En otros casos, los licores agotados provenientes del proceso Bayer y los lodos rojos provenientes de la producción de alúmina son fuentes de galio. Este suele ser recuperado mediante extracción solventes. Otra vía de tratamiento es el intercambio iónico para la recuperación del galio, el licor se trata precipitando los



metales pesados como sulfuros, finalmente el metal de interés se recupera electrolíticamente. De igual manera, los lodos rojos son una fuente de escandio, este se lixivia con ácido sulfúrico y se recupera mediante la extracción por solventes [10],

Existen múltiples vías hidrometalúrgicas para la recuperación de metales preciosos proveniente de residuos pirometalúrgicos y de refinación de cobre. Una forma es la lixiviación de plata, selenio, telurio y cobre con ácido nítrico, seguida de una precipitación de plata con ácido clorhídrico. Otra alternativa, es la recuperación de dichos elementos empleando un sistema de ácido sulfúrico, cloruro de sodio y óxido de manganeso (clorinación). El oro y el cobre se recuperan mediante un extractante como lo es el ácido dialquiditiofosfórico. Otra manera de recuperar oro de los lodos de la electrólisis de cobre es la lixiviación con ácido clorhídrico y peróxido de hidrógeno, la recuperación del oro extraído se hace mediante el uso de Cyanex 471X, igualmente el agua regia es una alternativa para la lixiviación de oro, paladio y platino [8].

## 2.2- Disolución de metales en sistemas lixiviantes

La lixiviación es el proceso en el cual, un metal es disuelto de un mineral en una solución líquida (8). Diversos metales son extraídos mediante este proceso, para ello se emplean diversas soluciones, mismas que contienen las especies necesarias para lograr la disolución de los elementos requeridos. El objetivo de las especies presentes en las soluciones lixiviantes, es lograr la oxidación o reducción del metal de interés, así como la formación de complejos estables y solubles con el metal. Metales como el oro y la plata son sometidos a este proceso para su extracción. Sin embargo, también hay otros metales como el cobre y el zinc, cada uno con sus respectivos tratamientos previos y soluciones lixiviantes.

### 2.2.1- La disolución de metales en el sistema lixiviante $\text{NaCN}-\text{O}_2\text{(aq)}-\text{H}_2\text{O}$

La cianuración fue un hito en la metalurgia del oro. Esta fue de gran trascendencia, ya que desplazó procesos como la amalgamación, clorinación que



permitía tener recuperaciones del 55-65% de Au. Actualmente, la cianuración es el proceso más utilizado para la extracción de oro en el mundo [11].

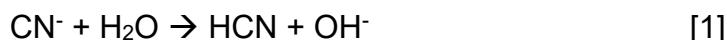
Durante el siglo XVIII se presenta el descubrimiento del cianuro. Posterior a ello, durante finales del siglo XVIII e inicios del siglo XIX se lleva a cabo el desarrollo de la cianuración de oro. En 1782, el químico sueco Carl Wilhelm Scheele descubre la disolución de oro con cianuro. Durante los años 1844-1887, se estudian múltiples aspectos que implicaban la disolución de oro en cianuro. Fue en 1887 cuando MacArthur-Forrest estableció un procedimiento para la extracción de oro en una solución de cianuro, misma que permitió obtener un 96% de recuperación [11].

Las sales de cianuro se disuelven en agua liberando un catión metálico, acompañado de cianuro libre. La solubilidad de cada sal de cianuro se muestra en la siguiente tabla [12].

Tabla 1: Solubilidad de diversas sales de cianuro en agua a 25°C.

Compuesto	%Cianuro	Solubilidad (25°C y g/100ml)
NaCN	53.1	48
KCN	40.0	50
Ca(CN) <sub>2</sub>	56.5	Se descompone

Los iones de cianuro liberados tras la disolución de las sales de cianuro, llega a hidrolizar con el agua, formando ácido cianhídrico (HCN) y liberando hidroxilos (OH<sup>-</sup>). Esto acorde a la siguiente reacción.



El ácido cianhídrico es un ácido débil, este se disocia parcialmente en el agua mediante la reacción:



Donde:

$$K_a(25^\circ\text{C}) = 6.2 \times 10^{-10}; pK_a = 9.31$$



Lo anterior se aprecia claramente en el diagrama de distribución de especies del cianuro, donde a un pH de 9.31, se observa una relación 1:1 entre el HCN y el CN<sup>-</sup>, Figura 5.

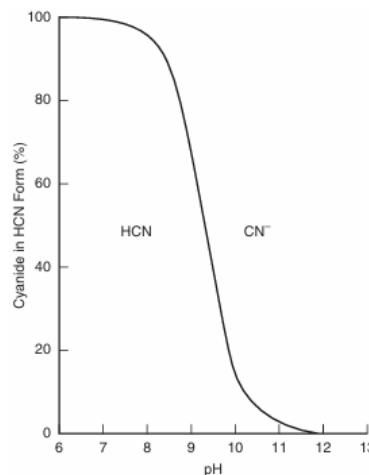
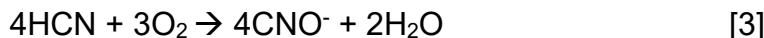


Figura 5: Diagrama de distribución de especies del cianuro [13].

Además, el cianuro también puede ser oxidado en presencia de oxígeno, dando lugar a especies que se generan de acuerdo con las siguientes reacciones [13].



La presencia de dichas especies puede visualizarse en el diagrama de Pourbaix correspondiente para el cianuro. Mismo que se muestra a continuación, Figura 6.

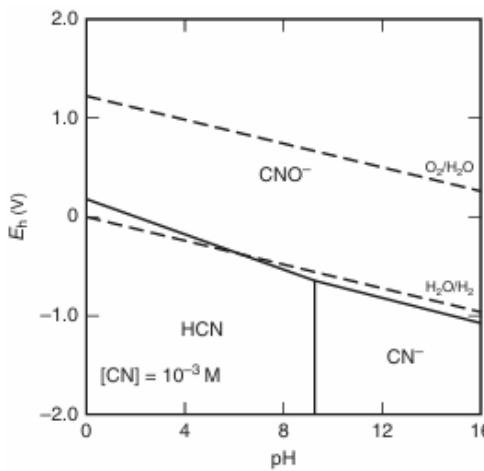


Figura 6: Diagrama de Pourbaix del cianuro (25°C) [13].

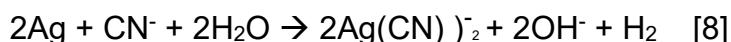
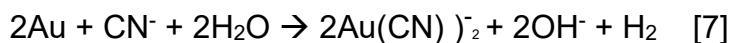


Al ser empleado este sistema para la lixiviación de oro y plata favorece dos aspectos, la oxidación de ambos metales, así como la formación de complejos estables con ellos [14, 15].

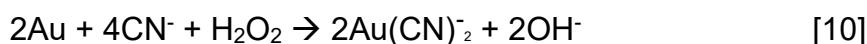
En 1846, Elsner propone que la disolución de oro en cianuro solo ocurre en presencia de oxígeno, esto acorde a la siguiente reacción [14, 15]



Más de 40 años después, Janin sugiere que la disolución de Au y Ag no ocurre por la reducción del oxígeno, más bien, por la liberación de hidrógeno. Resultando en las reacciones.



Finalmente, basándose en el modelo propuesto por Elsner, Bödlander propone que ese proceso ocurre en dos etapas. Estas se muestran en las siguientes reacciones.



Existen un conjunto de requisitos que requiere todo aquel material con contenido de oro para poder ser lixiviado por cianuración, estos son: los valores de oro y plata deben ser suficientes para efectuar la extracción, las partículas de oro pueden ser muy finas, la matriz puede ser porosa y permanecer permeable, las partículas de oro en material de baja porosidad deben ser liberadas por



comminución, el material debe estar libre de materia carbonosa, el material debe estar libre de constituyentes formadores de ácidos [14].

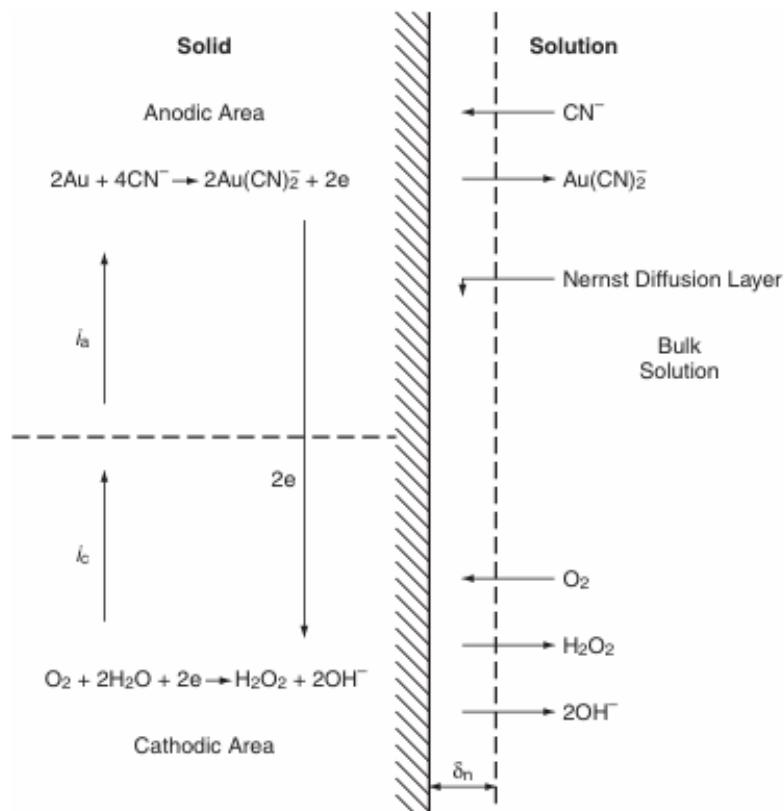


Figura 7: Esquema de la disolución de oro durante la cianuración [14].

El proceso de disolución de los valores de oro y plata se muestra en la figura previa, Figura 7. El proceso de complejación del oro ocurre en la zona anódica, misma que abastece de electrones a la zona catódica, en donde ocurre la formación del peróxido debido a la presencia del oxígeno en el medio. Para que esta reacción ocurra, se debe difundir a través de la capa de límite, capa de Nernst [12].

Una manera de visualizar las especies formadas bajo determinadas condiciones de óxido-reducción durante la cianuración, es con apoyo de diagramas de Pourbaix. El correspondiente al sistema Au-CN-H<sub>2</sub>O se muestra a continuación, Figura 8.

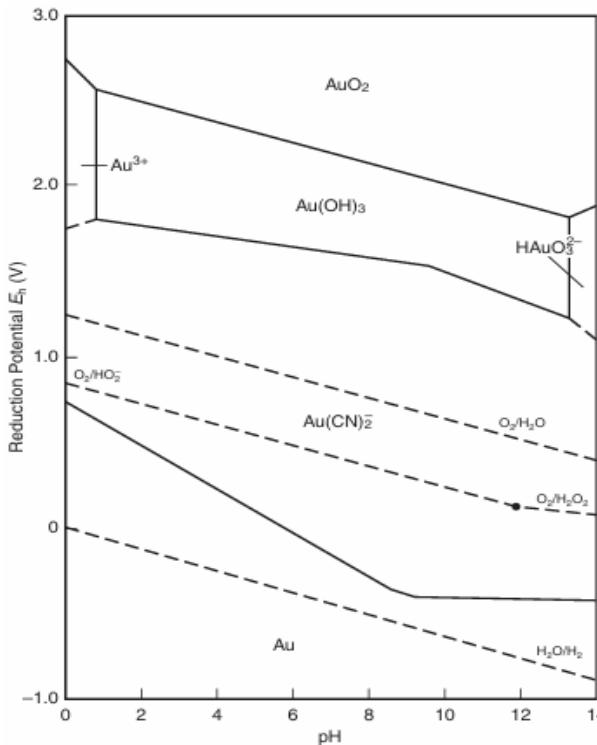


Figura 8: Diagrama de Pourbaix correspondiente al sistema Au-CN-H<sub>2</sub>O a 25°C [12, 13].

Se visualiza que las condiciones favorables para la formación del complejo estable son aquellas que impliquen un pH básico, preferentemente superior a 9.8, acompañado de condiciones de oxidación, las cuales pueden venir denotadas por la presencia de oxígeno.

Por otro lado, es preciso mencionar que la presencia de los iones auroso y áurico poseen baja estabilidad, a pesar de que en agua pueden presentarse. Su baja estabilidad se debe a los altos potenciales de oxidación necesarios debido a la ausencia de ligandos que formen complejos con dichas especies [16].

Los resultados de la cianuración se ven afectados por un conjunto de variables. Estas son enlistadas a continuación [13, 17, 18].

Variación en la concentración de cianuro: la velocidad de lixiviación de oro incrementa linealmente a medida que incrementa la concentración de cianuro en la solución lixiviante. Sin embargo, esta presenta un punto máximo, a partir del cual ya no se observa mejoría en la disolución de valores, de lo contrario, se genera un efecto retardante que afecta la recuperación.



**Efecto del pH:** los iones libres de cianuro, producto de la disociación de las sales de cianuro suelen hidrolizarse en el medio, formando ácido cianhídrico. El manejo de un pH por debajo de 9.8 asegura que el 90% del cianuro presente en la solución se mantendrá como cianuro libre, por lo que se recomiendan valores por arriba de este, por lo general se ronda de 10-10.5.

**Efecto de la adición de álcali:** su uso previene la hidrólisis del cianuro, previene las pérdidas de cianuro por la acción del dióxido de carbono en el aire, descompone bicarbonatos previos a la cianuración, neutraliza los componentes acidificadores, neutraliza los componentes piríticos.

**Efecto de la concentración de oxígeno:** el máximo contenido de oxígeno disuelto en una solución diluida de cianuro a 25°C es de 8.2 ppm. Al manejar un pH de 11 y una concentración de oxígeno de 6 ppm, se mantiene una operación estable, bajarla a 4 ppm ralentiza el proceso. El manejo por arriba de 10 ppm resulta beneficioso, cuando se tiene minerales sulfurados, la concentración ronda de 12-18 ppm.

**Efecto del tamaño de partícula:** Por lo general, las partículas de oro se encuentran encapsuladas, por lo que es necesario reducir el tamaño de partícula al punto en que este oro quede expuesto a la solución lixiviante. Ling (1996) propuso que un tamaño de partícula fino resulta beneficioso, ya que aumenta el área superficial expuesta a la solución lixiviante y mejora la tasa de disolución.

**Efecto de la temperatura:** esta afecta de dos maneras al proceso, la primera es que incrementa la actividad de la solución de cianuro, lo que genera un aumento en la velocidad de disolución. Por otro lado, este aumento de temperatura disminuye la presión ambiental, por lo que disminuye la concentración de oxígeno disuelto.

**Efecto de la velocidad de agitación:** La agitación empleada debe ser suficiente para mantener suspendidas las partículas de mineral en la solución lixiviante, al incrementar esta velocidad de agitación, se aumenta la velocidad de disolución. Lo anterior se debe a un adelgazamiento en la capa límite entre la



partícula y la solución, favoreciendo el transporte de masa, volviendo más sencillo el proceso de lixiviación [19].

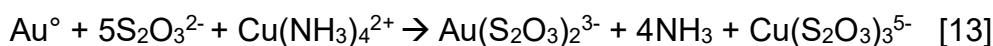
Efecto de la presencia de impurezas metálicas: El oro y la plata suelen venir asociados a sulfuros como: arseonpirita, pirita y galena. La disolución de las especies minerales en la cianuración depende del pH. Así, a pH de 10-12, los sulfuros con arsénico son susceptibles a disolverse. El único que no presenta esta tendencia es la arsenopirita. Sin embargo, el rejalar sí presenta un fuerte efecto, ya que en las primeras 4 horas de lixiviación, reduce hasta 40% la velocidad de disolución del oro. Cualquier especie que se disuelva en la solución, termina afectando el proceso de lixiviación [11].

#### 2.2.2- La disolución de metales en el sistema lixiviante $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3-\text{NH}_4^+-\text{Cu}(\text{II})$

El tiosulfato se considera como un agente lixiviante no tóxico y amigable con el medio ambiente, además de que posee la capacidad de disolver el oro y la plata [20]. Desde la década de 1980 se han buscado nuevas alternativas para disminuir el consumo de cianuro en los procesos de extracción de oro, esto debido a las regulaciones sobre el uso de cianuro aplicadas en múltiples regiones del mundo, además, debido a los problemas que el cianuro genera en los humanos [21].

El sistema de tiosulfato tiene una gran aplicación dentro del tratamiento de menas de oro con contenidos de materia carbonosa, esto debido a la baja absorción que tiene la materia carbonosa sobre los complejos formados entre el oro y el tiosulfato [5].

El sistema de lixiviación con tiosulfato, también se compone de amoniaco y cobre II. La utilidad del amoniaco es el de estabilizar el cobre II, disminuyendo la descomposición del tiosulfato debido a la reducción del cobre II a cobre I [22]. De modo que la reacción general del proceso es la siguiente:



Como se mencionó en el párrafo previo, la adición de amoniaco se encarga de estabilizar la especie cobre II, lo que previene una excesiva descomposición de



tiosulfato, lo anterior se logra mediante la formación del complejo cuprotetramina. De igual manera, dicho complejo también se ve implicado en el proceso de lixiviación del oro, ya que el cobre presente en el complejo se reduce a cobre I, favoreciendo la oxidación del oro. La formación de la cuprotetramina se muestra en la siguiente reacción [16].



El proceso de disolución del oro en el sistema de tiosulfato es ilustrado en el siguiente diagrama, ver Figura 9. Como en el caso de la lixiviación con cianuro-O<sub>2</sub>, en el sistema TACu se tiene un complejante (S<sub>2</sub>O<sub>3</sub><sup>2-</sup>) aniónico con constante de complejación Log β = 28.7, con un potencial de oxidación requerido de solo E° = 0.17 voltios, en el intervalo de pH 8-10, la especie oxidante del sistema lo es el tetra-amino de Cu, pudiéndose adicionar oxígeno, el que rehace, parcialmente el oxidante tetramino.

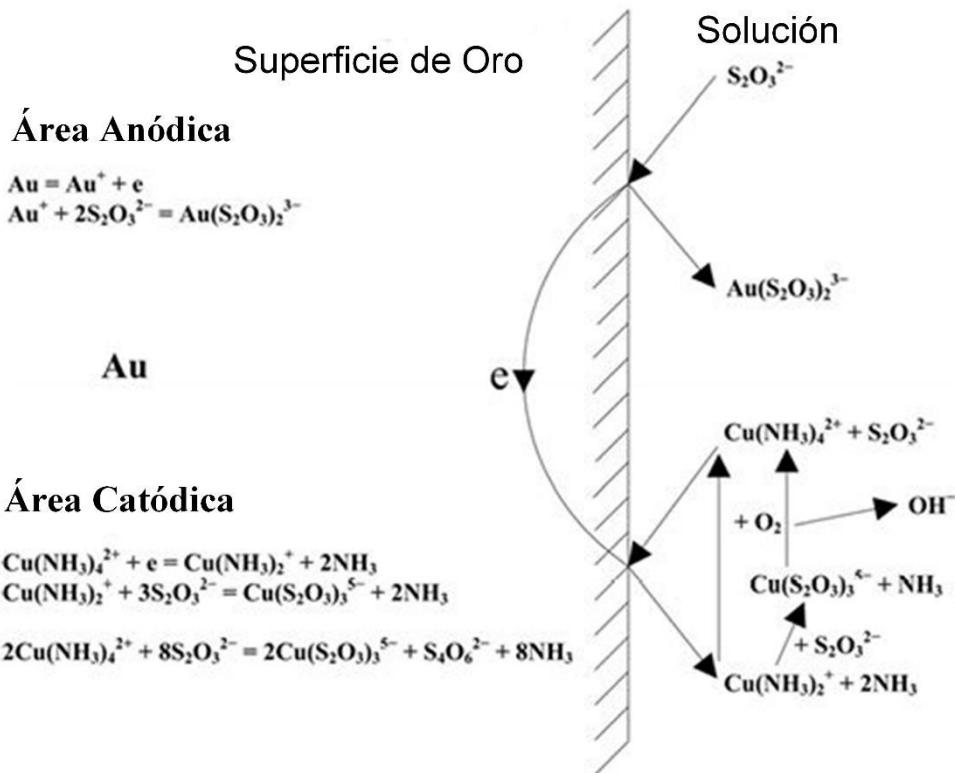
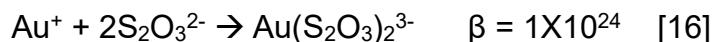
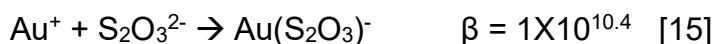


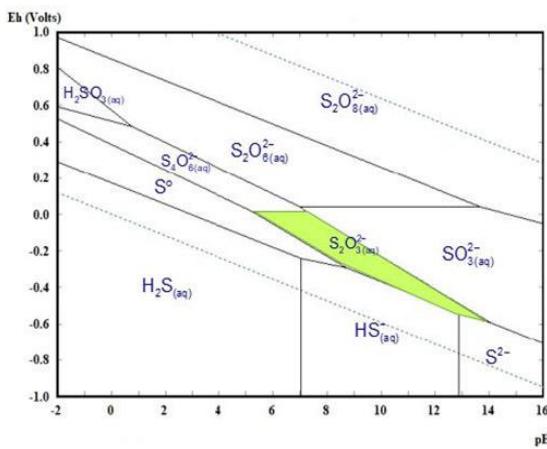
Figura 9: Esquema de la superficie de oro con los procesos ocurridos durante la disolución en el sistema de tiosulfato [22].



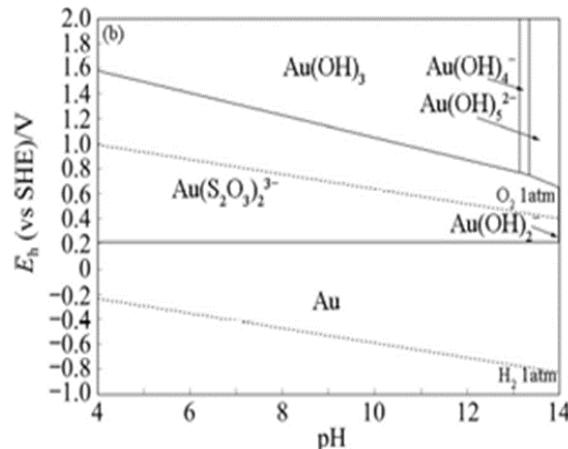
En lo que corresponde a la zona anódica, se presenta la oxidación del oro, siendo el oro I la especie más estable termodinámicamente hablando. En soluciones de tiosulfato, el oro I reacciona con el tiosulfato libre, formando complejos estables. Estos se muestran acorde a las siguientes reacciones. Siendo más estable el segundo mostrado.



La estabilidad del complejo formado entre el Au(I) y el tiosulfato puede ser apreciado en el diagrama de Pourbaix del sistema oro-tiosulfato-agua, donde esta especie aparece en valores positivos de potencial.



(a)



(b)

Figura 10: Diagramas de Pourbaix: (a) sistema S-H<sub>2</sub>O (0.10 M) [23], (b) sistema oro-tiosulfato-agua a 25°C [22].

La disolución del oro en una solución de tiosulfato presenta una cinética muy lenta, por lo cual, se vuelve necesaria la introducción de iones de cobre II, ya que estos cumplen la función de agente oxidante. Gracias a esto, es posible la disolución del oro en la zona anódica. La aparente simplicidad del mecanismo resumido por las reacciones en el sistema TACu es extremadamente complejo, la gran cantidad de equilibrios y especies químicas involucradas en el sistema requiere que las condiciones de trabajo deben ser controladas debido a la descomposición del primero en politionatos, por lo que se debe utilizar una solución alcalina para prevenir esta descomposición a pH ácidos. Los diagramas



$E_h$ -pH para el sistema S-H<sub>2</sub>O y Au-S<sub>2</sub>O<sub>3</sub><sup>2-</sup>-H<sub>2</sub>O, mostrados en Figura 9, reportados en la literatura por varios autores revela la estrecha zona estable del tiosulfato y su descomposición en una gran variedad de politionatos, como: tritionato(S<sub>3</sub>O<sub>6</sub><sup>2-</sup>), tetroxionato (S<sub>4</sub>O<sub>6</sub><sup>2-</sup>), pentationato (S<sub>5</sub>O<sub>6</sub><sup>2-</sup>) [22, 23]. Por su parte la Figura 9 (b) muestra el intervalo de pH de estabilidad y potencial en donde es estable el complejo de tiosulfato de oro (Au(S<sub>2</sub>O<sub>3</sub>)<sub>2</sub><sup>3-</sup>).

Los resultados del proceso de la lixiviación de oro con el sistema tiosulfato-cobre-amonio se ven afectados por ciertos factores como los mencionados a continuación.

**Efecto de la concentración de tiosulfato:** El uso de una concentración de tiosulfato adecuada permite la presencia de los iones suficientes para lograr la complejación del oro y, por tanto, una mejor recuperación. Sin embargo, al ser esta concentración significativamente alta, la estabilidad del tiosulfato disminuiría generando múltiples especies como dióxido de carbono u otros subproductos que afectan a la eficiencia del proceso.

**Efecto del pH:** es necesario que durante el proceso se mantenga un control sobre el pH empleado, este debe manejarse en un rango de 8 a 10, ya que fuera de estos valores se generan efectos adversos como la desestabilidad del tiosulfato y disminución de la solubilidad del oro, lo cual llevaría a una reducción considerable de la eficiencia del proceso.

**Efecto de la concentración de amonio:** el amonio tiene una función importante en el proceso de lixiviación, este se encarga de formar complejos con el cobre, mismos que se encargan de reducir del cúprico al cuproso para permitir que el oro sea oxidado, así como da mayor estabilidad al tiosulfato en la solución. El exceso de amonio en el sistema genera la formación de múltiples complejos que no son favorables al proceso, así como puede llevar el pH a valores que no son favorables.



Efecto de la concentración de cobre: este cumple función como catalizador, debido a que genera complejos con el amonio, mismos que efectúan la reducción del cúprico al cuproso, permitiendo efectuarse la oxidación del oro al formar su complejo con el tiosulfato. El exceso de cobre en el sistema propicia una disputa con el oro por la formación de complejos, lo cual disminuye la cantidad de tiosulfato disponible, disminuyendo la recuperación.

### 2.3- La voltamperometría cíclica

Esta técnica electroquímica es empleada para el estudio de las propiedades redox de múltiples especies químicas. Para efectuar un experimento de voltamperometría cíclica se requiere de una celda conformada por tres electrodos: trabajo, contraelectrodo y referencia. El sistema se somete a un barrido de potencial, cuando llega a los puntos máximos y mínimos solicitados, este se revierte dando lugar a un ciclo, mientras esto ocurre, se lleva a cabo la lectura de la corriente generada, misma que es graficada dando lugar a una curva con una cantidad de picos.

Dentro de la información que otorga el voltamperograma, se detectan un conjunto de picos, cada uno hace referencia a un proceso ocurrido en el sistema, los picos anódicos corresponden a oxidación y los catódicos a la reducción. Cada pico se localiza a un determinado valor de voltaje, este indica el potencial al cual ocurrió dicho proceso de oxidación o reducción. Cada pico presenta una corriente característica, esta se encuentra relacionada a la concentración de la especie electroactiva, así como también se relaciona a la tasa de transferencia de electrones de dicho proceso. Finalmente, el ancho del pico da información acerca de la cinética de la reacción visualizada, así como las propiedades del sistema electroquímico .

Esta técnica tiene múltiples aplicaciones entre las que destacan: la caracterización de sustancias, donde se determinan las especies electroactivas de una solución, así como sus propiedades redox; el estudio de reacciones redox donde se analiza su cinética y los mecanismos de reacción asociados a ellos; la electrocatalisis, evaluando el efecto de catalizadores en reacciones químicas; el análisis de superficies, modificando superficies de electrodos y analizando el efecto de estos, permitiendo el diseño de recubrimientos.



Es una técnica simple, rápida y proporciona múltiple información sobre el comportamiento de sistemas redox. Así como tiene aplicación en una gran cantidad de sistemas electroquímicos. Sin embargo, puede ser limitada por la solubilidad de especies en la solución, la presencia de reacciones secundarias o la calidad de los electrodos empleados.

Una manera de identificar los procesos reversibles en una voltamperometría es siguiendo un par de reglas, mismas que se listan a continuación:

$$E_{pa} - E_{pc} = \frac{59.2}{n} \quad \text{con } E \text{ en mV}$$

$$\frac{i_{pc}}{i_{pa}}$$

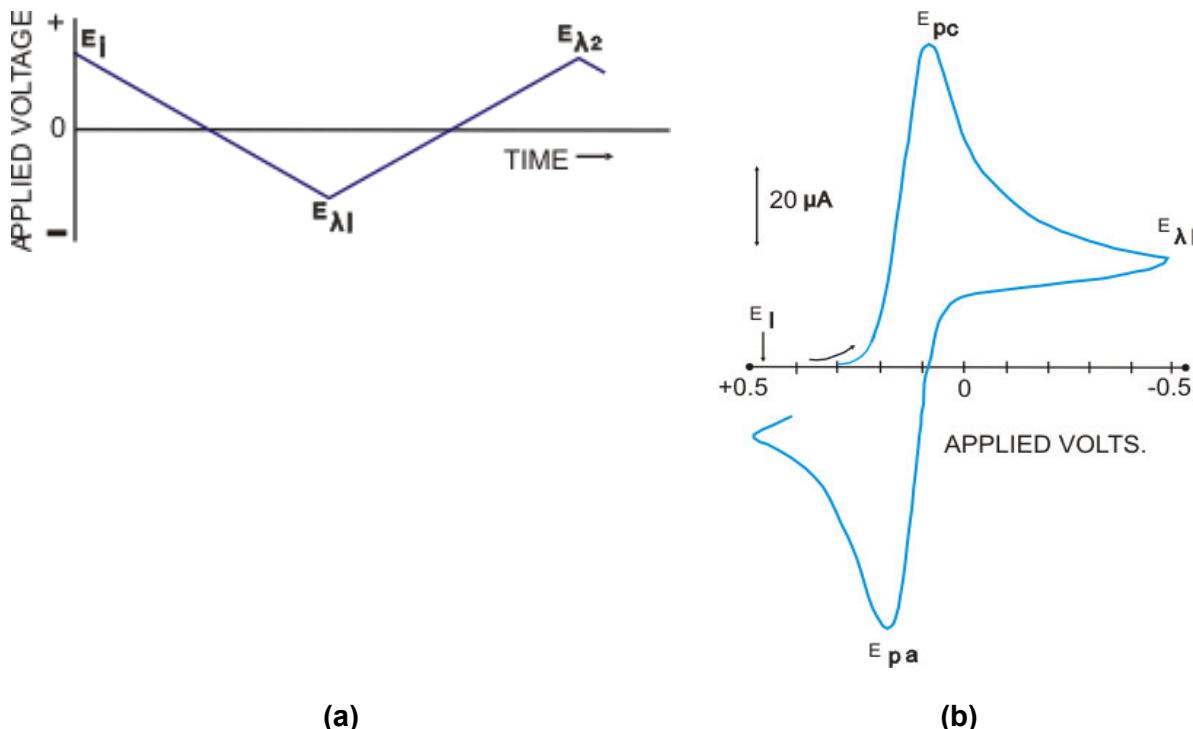


Figura 11: (a) Programa de potencial aplicado,  $E_{\lambda_1}$  y  $E_{\lambda_2}$  son los potenciales de cambio, (b) típico voltamograma cíclico de 1 mM  $K_3Fe(CN)_6$  en un electrodo de platino, solución 0.10 M KCl. La velocidad de escaneo fue de 100 mV/s y el electrodo de referencia fue Ag/AgCl solución 0.10 M KCl.

En el estudio electroquímico de minerales, se pueden emplear cristales de mineral como electrodos de prueba. No obstante, algunos minerales presentan ciertas propiedades semiconductoras que complican su caracterización. Por otro lado, la reproducibilidad experimental que estos electrodos proporcionan no es confiable, dado que la renovación



de la superficie, para cada nueva experiencia es complicada [24]. Los electrodos de pasta de carbono-mineral (CPE-mineral), como electrodos de prueba, han mostrado su conveniencia en el estudio de los mecanismos de disolución de minerales, debido a que estos electrodos compuestos permiten obtener buena reproducibilidad experimental; además de que la conductividad del CPE-mineral es favorecida respecto a los especímenes de minerales sólidos, empleados como electrodos de prueba [25]. Los electrodos de pasta de carbono, los cuales utilizan un polvo de grafito mezclado con varios aglutinantes no conductores orgánicos inmiscibles en agua ofrecen una fácil y renovable superficie modificada, bajo costo y bajas contribuciones de corriente de fondo [26].

La voltamperometría cíclica es la técnica más ampliamente usada para adquirir información cualitativa de reacciones electroquímicas. El poder de la voltamperometría cíclica resulta de la habilidad para proveer información considerable rápidamente sobre la termodinámica del proceso de reducción y sobre la cinética de reacciones heterogéneas de transferencia de electrones y reacciones químicas acopladas o procesos de adsorción. La voltamperometría cíclica consiste en escanear linealmente el potencial de un electrodo de trabajo estacionario (en una solución sin agitar) usando una forma de onda triangular de potencial. Dependiendo de la información buscada, ciclos simples o múltiples pueden ser usados. Durante el barrido de potencial, el potenciómetro mide la corriente resultante del potencial aplicado. La gráfica resultante corriente-potencial es denominada voltamperograma cíclico [26]. Las técnicas de electrodos de pasta de carbono y voltamperometría cíclica han sido usadas para demostrar que en el sistema  $\text{Na}_2\text{S}-\text{NaOH}-\text{NaCN}$  utilizado en el tratamiento-extracción de pirargirita efectivamente produce la extracción selectiva del antimonio y beneficia la recuperación de la plata.

En el estudio electroquímico de minerales, se pueden emplear cristales de mineral como electrodos de prueba. No obstante, algunos minerales presentan ciertas propiedades semiconductoras que complican su caracterización. Por otro lado, la reproducibilidad experimental que estos electrodos proporcionan no es confiable, dado que la renovación de la superficie, para cada nueva experiencia es complicada [24]. Los electrodos de pasta



de carbono-mineral (CPE-mineral), como electrodos de prueba, han mostrado su conveniencia en el estudio de los mecanismos de disolución de minerales, debido a que estos electrodos compuestos permiten obtener buena reproducibilidad experimental; además de que la conductividad del CPE-mineral es favorecida respecto a los especímenes de minerales sólidos, empleados como electrodos de prueba [25]. Los electrodos de pasta de carbono, los cuales utilizan un polvo de grafito mezclado con varios aglutinantes no conductores orgánicos inmiscibles en agua ofrecen una fácil y renovable superficie modificada, bajo costo y bajas contribuciones de corriente de fondo [26].

La voltamperometría cíclica es la técnica más ampliamente usada para adquirir información cualitativa de reacciones electroquímicas. El poder de la voltamperometría cíclica resulta de la habilidad para proveer información considerable rápidamente sobre la termodinámica del proceso de reducción y sobre la cinética de reacciones heterogéneas de transferencia de electrones y reacciones químicas acopladas o procesos de adsorción. La voltamperometría cíclica consiste en escanear linealmente el potencial de un electrodo de trabajo estacionario (en una solución sin agitar) usando una forma de onda triangular de potencial. Dependiendo de la información buscada, ciclos simples o múltiples pueden ser usados. Durante el barrido de potencial, el potenciómetro mide la corriente resultante del potencial aplicado. La gráfica resultante corriente-potencial es denominada voltamperograma cíclico [26]. Las técnicas de electrodos de pasta de carbono y voltamperometría cíclica han sido usadas para demostrar que en el sistema  $\text{Na}_2\text{S}-\text{NaOH}-\text{NaCN}$  utilizado en el tratamiento-extracción de pirargirita efectivamente produce la extracción selectiva del antimonio y beneficia la recuperación de la plata.



## CAPÍTULO 3: CAMPO Y ALCANCE DEL TRABAJO

Dentro de la búsqueda de sistemas alternativos para la lixiviación de metales preciosos, el sistema de tiosulfato-amonio-cobre II ha sido retomado por características como :

- Forma un complejo estable con el oro,
- En comparación con cianuro, muestra baja toxicidad,
- Puede tratar menas que la lixiviación con cianuro no puede,
- Puede ser generado in-situ, y
- Más barato que el cianuro: cianuro (NaCN) 2500-3000 USD/Ton, tiosulfato de sodio 300-400 USD/ton.

Tabla 2: Constantes de complejación, potencial e intervalos de pH, de sistemas complejantes de oro [27].

Especies de Au	Log K	$E_0$ Au(I or III) /Au (V vs SHE)	pH rango
Au(CN) <sub>2</sub> <sup>-</sup>	38.3	-0.57	>9
Au(S <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ) <sub>2</sub> <sup>3-</sup>	<b>28.7</b>	<b>0.17</b>	<b>8-10</b>
Au(NH <sub>2</sub> CSNH <sub>2</sub> ) <sub>2</sub> <sup>+</sup>	23.3	0.38	<3
AuCl <sub>4</sub> <sup>-</sup>	25.3	1	<3
Au(HS) <sub>2</sub> <sup>-</sup>	29.9	-0.25	<9
Au(NH <sub>3</sub> ) <sub>2</sub> <sup>+</sup>	13	0.57	>9
Au(NH <sub>2</sub> CH <sub>2</sub> COO) <sub>2</sub> <sup>-</sup>	18	0.632	9
Au(SCN) <sub>2</sub> <sup>-</sup>	17.1	0.66	<3
Au(SCN) <sub>4</sub> <sup>-</sup>	43.9	0.66	
Au (SO <sub>3</sub> ) <sub>2</sub> <sup>3-</sup>	15.4	0.77	>4

Este sistema permite llevar a cabo la oxidación y complejación de los valores de interés, en este caso, tanto para el oro como para la plata. De modo que, el sistema posee el potencial para aplicarse a nivel industrial en unidades mineras.

El caso particular se está evaluando para aplicarse como un proceso para la recuperación de los valores de interés contenidos en escorias provenientes de la fundición de dorés; así mismo, también puede ser aplicado en la recuperación de valores de oro y plata contenidos en los concentrados obtenidos en procesos de flotación.

Con la finalidad de obtener una mayor recuperación y considerando las limitantes impuestas al uso de cianuro, puede contemplarse la aplicación combinada de este sistema con alguno de los ya empleados, un ejemplo puede ser la combinación de este sistema con el sistema de cianuro-oxígeno.



## CAPÍTULO 4: JUSTIFICACIÓN DEL TRABAJO

Actualmente la unidad minero-metalúrgica “La Herradura” enfrenta la pérdida de metales preciosos (oro y plata) por el atrapamiento de estos valores en las escorias durante los procesos de fundición de precipitados. La concentración de metales que permanecen en escorias depende de un sinnúmero de variables, tales como: las condiciones de operación, temperaturas de fundición, dosificación de fundentes, estado de hornos y por supuesto, la experiencia de los operadores.

Debido a las condiciones bajo las que opera la unidad; no-detoxificación y uso de bajas concentraciones de cianuro, la recuperación de los valores de metales preciosos contenidos en escorias debe hacerse a través de un proceso que asegure la eficiente recuperación de estos y con el mínimo de impacto al medio ambiente. Es así como, mediante la voltamperometría cíclica con electrodos de pasta de grafito con escorias de metales preciosos (168 g Au/Ton, 437 g Ag/Ton) se caracterizará su disolución en medios acuosos de tiosulfato-amonía-Cu (II) y cianuro de sodio.



## CAPÍTULO 5: OBJETIVOS DEL TRABAJO

### **5.1.- *Objetivo general***

Caracterizar una muestra de escorias proveniente de la unidad minera “La Herradura” mediante la técnica de voltamperometría cíclica con electrodos de pasta de grafito en el sistema de lixiviación tiosulfato-amonio-cobre II.

### **5.2.- *Objetivos particulares***

1. Interpretar los procesos de oxidación-reducción mostrados en diversos voltamperogramas.
2. Desarrollar las técnicas de preparación de electrodos de pasta de grafito.
3. Evaluar el efecto de la concentración de las múltiples especies presentes en el sistema de lixiviación tiosulfato-amonio-cobre II.
4. Analizar los resultados generados de las pruebas de lixiviación de escorias en sistemas lixiviantes de tiosulfato-amonio-cobre II y cianuro-oxígeno.
5. Realizar el apartado de oro y plata contenidos en la muestra de escorias, para la generación de especie reactiva para electrodos.



## CAPÍTULO 6: HIPÓTESIS

Las concentraciones con que los metales preciosos suelen presentarse en sus menas, p.e.: 0.0005% Au y 0.025% Ag (5 g Au/ton y 250 g Ag/ton), hacen que en la mayoría de las ocasiones, sobre todo con las especies de plata, la composición mineralógica o textural no reciba la consideración debida en el desarrollo de los procesos.

Contrario al oro, el cual comúnmente se muestra en forma libre nativa o electrum, la composición química de las especies de plata es mucho más diversa y compleja (más de 200 especies). No obstante, sólo diez de estos minerales de plata son considerados; por su presencia y distribución en los diversos tipos de yacimientos, como los de mayor importancia y aportar las mayores cantidades de este metal: argentita, acantita, pirargirita, polibasita, freieslebenita, estefanita, miargirita, proustita, pearceita y freibergita.

No obstante las “**altas**” concentraciones de metales preciosos en escoria, estas se concentraron gravimétricamente, teniéndose un aumento en concentraciones de aproximadamente diez veces, lo que debe asegurar el registro-observación de los procesos redox-complejación de los metales preciosos con los sistemas lixiviantes, asimismo es fundamental la preparación de blancos que definan los procesos de los sistema con el sustrato, carbón.

**HIPOTESIS:** La aplicación de la técnica de voltamperometría cíclica empleando electrodos de pasta de grafito que contienen por especies reactivas altas concentraciones de metales preciosos en escorias proveniente de la unidad minera “La Herradura” (279 g Au/Ton y 761 g Ag/Ton), será usada para registrar, analizar y evaluar los procesos redox asociados a la oxidación de valores, así como a la formación de complejos solubles con los metales de interés en los sistemas de lixiviación; tiosulfato-amonio-cobre II y cianuro-oxígeno, bajo diferentes condiciones de reactantes (química de solución), definiendo aquellas que conduzcan a las mayores extracciones de los valores de oro y plata contenidos en escorias, teniéndose no solo una recuperación económica adicional, sino además una acción encaminada a maximizar el aprovechamiento de los recursos naturales.



## CAPÍTULO 7: METODOLOGÍA

### 7.1.- Concentración gravimétrica

Con la finalidad de incrementar el contenido de oro y plata en la muestra a emplear como especie reactiva, se realiza una concentración gravimétrica empleando las escorias provenientes de la unidad minera “La Herradura”.

Para realizar dicho proceso de concentración, se empleó un concentrador Knelson.

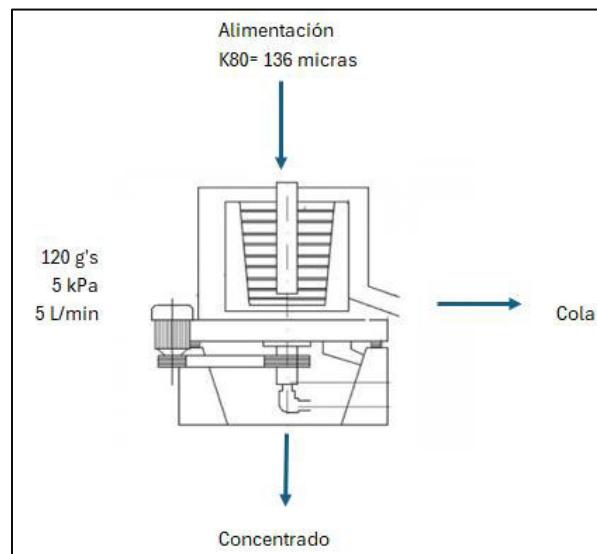


Figura 12: Fotografía de concentrador centrífugo y condiciones de trabajo del equipo de concentración gravimétrica, Knelson.

La prueba se realizó siguiendo el diagrama de flujo siguiente, ver Figura 13.

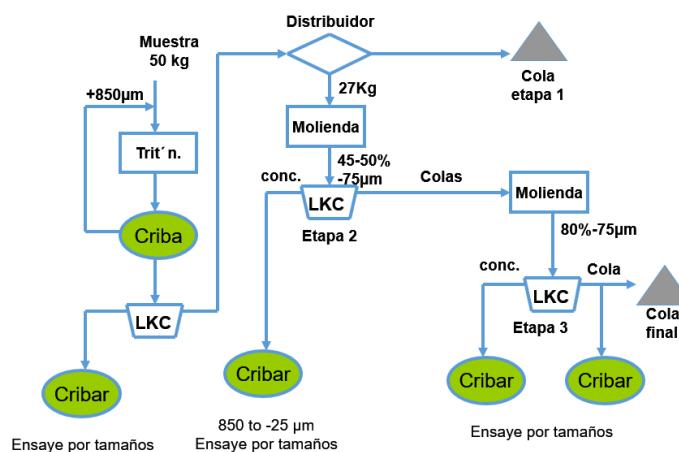


Figura 13: Diagrama de flujo para pruebas en concentrador centrífugo [28].



## 7.2.- Caracterización mineralógica

Con el objetivo de determinar la forma en la cual los metales de interés se encuentran dentro de la escoria, se realiza una caracterización mineralógica de la muestra de escorias. Para dicho estudio, se realiza un tamizado de muestra a través de la malla 200, se procede a realizar un montaje en resina epóxica y se realiza el proceso de desbaste y pulido hasta lograr un acabado espejo en la muestra. Posteriormente, se le coloca una capa de grafito para la eliminación de cargas estáticas. Finalmente se procede con la observación en el microscopio electrónico de barrido. Se emplea un detector de electrones retrodispersados para lograr una identificación de las fases presentes por diferencia de peso atómico promedio, resultando en una variación en la escala de grises. De manera conjunta, se emplea la técnica de microanálisis por espectrometría de fluorescencia de rayos x por energía dispersa, para la identificación de fases mediante los elementos químicos constituyentes y su relación estequiométrica.

## 7.3.- Pruebas de lixiviación

### 7.3.1.- Prueba de lixiviación de escorias en el medio tiosulfato-amonio-cobre II.

Mediante esta prueba se busca conocer la recuperación de los valores de interés (oro y plata) al aplicar este sistema de lixiviación.

Para realizar la prueba, se sigue el siguiente diagrama de flujo, ver Figura 14

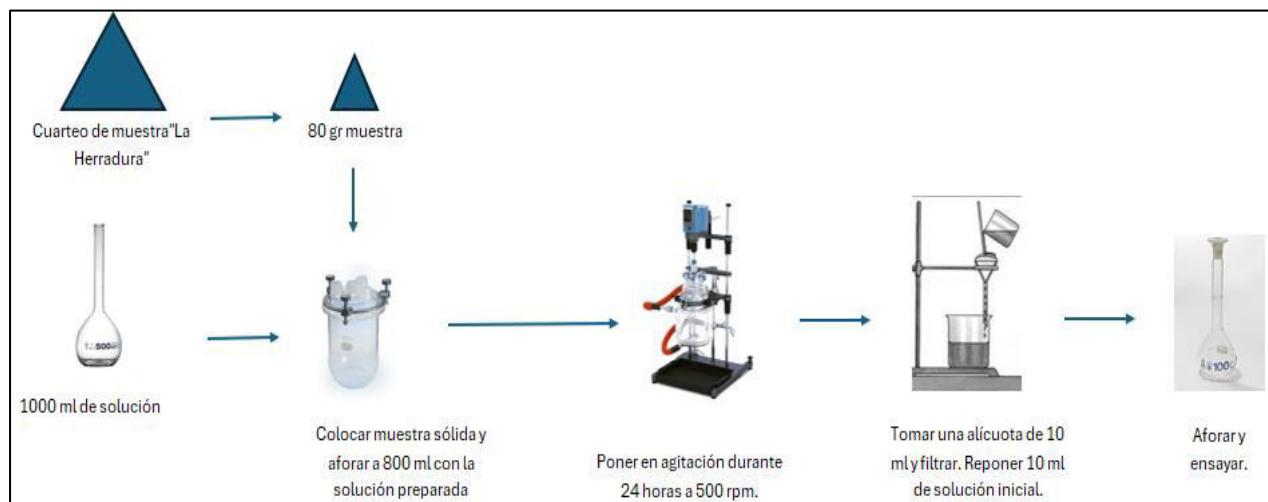


Figura 14: Diagrama de flujo de prueba de lixiviación de escorias en sistema de tiosulfato.



Las condiciones establecidas para la prueba fueron las siguientes:

- Se colocan 80 gr de escoria proveniente de la unidad minera “La Herradura”
- El reactor se afora a 800 ml con una solución conformada por: 0.1M de tiosulfato de sodio, 0.4 M de hidróxido de amonio y 0.05 M de sulfato de cobre
- Se establece una agitación de 500 rpm
- Al cumplir el tiempo establecido (0.5, 1, 1.5, 2, 3, 4, 5 y 24 horas), se detiene la agitación, se espera sedimentación y se toma una alícuota de 10 ml. Se reponen los 10 ml de solución en el reactor.
- La alícuota se coloca en filtro Whatman y todo el contenido líquido se deposita en un recipiente de vidrio.
- Una vez concluido el tiempo, se realizan los ensayos de las soluciones obtenidas en el equipo de absorción atómica.

#### 7.3.2.- Prueba de lixiviación de escorias en el medio cianuro-oxígeno.

La prueba de lixiviación correspondiente a este sistema de lixiviación se ilustra en el siguiente diagrama de flujo, Figura 15.

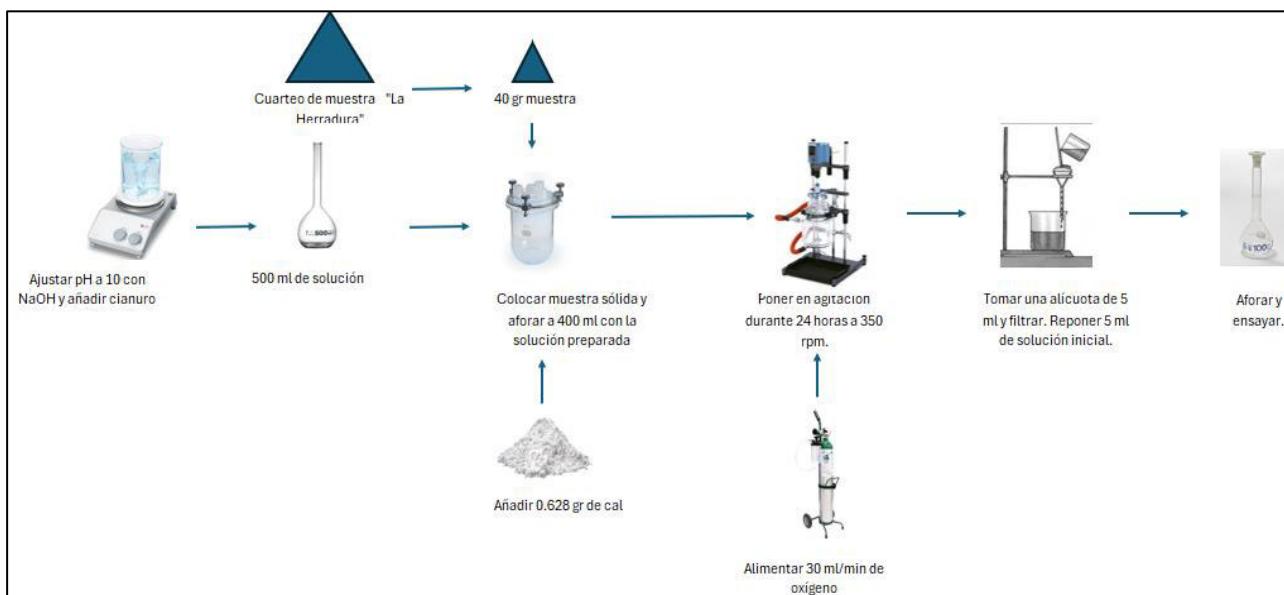


Figura 12: Diagrama de flujo de la prueba de cianuración realizada.

Se toman 40 gramos de muestra de escoria proveniente de la unidad minera “La Herradura”, esta se coloca en el reactor y se afora a 400 mL con una solución de 2000



ppm de NaCN. Se añaden 0.628 gramos de cal, esto se determina sabiendo que el porcentaje de cal soluble es de 48%, con un álcali protector de 0.05% y con un consumo de cal de 5.3 g cal/ kg escoria. Posteriormente se pone en agitación a 350 rpm con un bombeo de oxígeno de 20 mL por minuto (mínimo posible de controlar con flujómetro).

Cada que se cumple uno de los tiempos fijados (0.5, 1, 2, 3, 4, 6, 8, 12 y 24 horas) se detiene la agitación y se sedimentan los sólidos. Posteriormente, se toman 5 mL de solución, se colocan en un filtro watman y se deposita en un recipiente de vidrio.

Al terminar de obtener las muestras, se analizan en el equipo de absorción atómica.

#### 7.4.- Análisis por vía seca

Para el apartado, fue necesario recuperar el oro contenido en una muestra de escoria. Para ello, se sigue el procedimiento indicado en el siguiente diagrama de flujo, Figura 16.

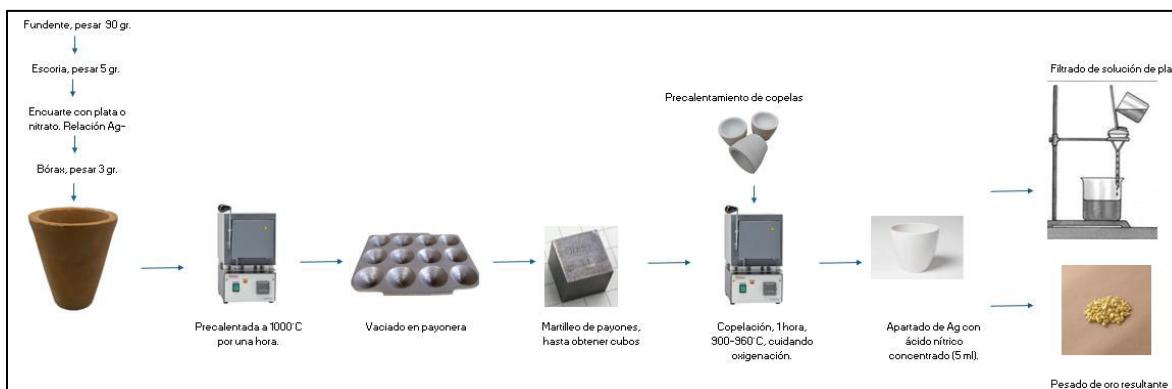


Figura 16: Diagrama de flujo del ensayo vía seca de oro y plata.

Primeramente, se toma un crisol de barro y se llena con 90 g de fundente, 5 g de muestra de escoria, 3 g de bórax y se añade nitrato de plata para realizar el “encuante”.

El “incuante” se realiza para garantizar la adecuada relación entre la plata y el oro, de esta manera se puede tener un eficiente apartado. Dicha relación plata-oro debe mantenerse en un orden igual o superior de 7:1. Hay ocasiones donde el encuante se puede realizar con ayuda de plata metálica.

Los crisos preparados se introducen a una mufla a 1000°C y se dejan fundir por periodo de una hora. Se recomienda acompañar con las copelas para que se precalienten.



Una vez lograda la fundición en los crisoles, esta se deposita en la payonera y se deja enfriar la muestra. En cuanto tiene una temperatura considerable, se retira la escoria de esta y se procede a martillar hasta que se forman cubos con el plomo de la muestra.

Los cubos se colocan sobre las copelas precalentadas y se espera por periodo de una hora, permitiendo que fluya una ligera corriente de aire a través de la mufla y procurando que la temperatura en esta no sea menor a 900°C. Durante el proceso se debe desprender un gas color negro de la copela. Al finalizar, se observará un botón pequeño y brillante en el fondo de esta. En ese momento, se saca la copela de la mufla.

Para realizar el apartado, se deposita el doré en una cápsula de porcelana con una solución de ácido nítrico en relación 1:1 a 150°C. Al observar que cesa el burbujeo, se lava el sólido con agua destilada y se vuelve a poner a reaccionar con solución de ácido nítrico concentrado. Nuevamente se realizan lavados en cuanto termina la reacción. El sólido se seca en la cápsula de porcelana y es así como se obtiene el oro.

#### 7.5.- Voltamperometría cíclica.

Durante las pruebas de voltamperometría cíclica se emplea una celda de tres electrodos. Así mismo, cada electrodo consta de una composición específica. Se manejan dos configuraciones de celda; la primera emplea un electrodo de pasta de grafito como electrodo de trabajo, una barra de grafito como contraelectrodo y un electrodo de calomel con un capilar de Luggin que cumple la función de electrodo de referencia; la segunda configuración consta de un electrodo de pasta de grafito como electrodo de trabajo, un electrodo de carbón vítreo como contraelectrodo y un electrodo de cloruro de plata como electrodo de referencia.

Para la elaboración de electrodos de pasta de grafito, se toma una relación 4:1 entre polvo de grafito y especie reactiva. Así mismo, se genera una adición de 40 microlitros de aceite de silicón por cada 0.10 g de sólidos en la pasta. Todo esto se combina en un mortero de ágata y se mezcla hasta obtener una pasta homogénea de buena consistencia. A una jeringa de insulina se le retira la aguja con ayuda de una navaja y se empareja la superficie con ayuda de una lija 600. A continuación, se rellena el cilindro de la jeringa con la pasta de grafito y se compacta con ayuda del émbolo, haciendo presión



contra una superficie plana. Se añade un conductor, el cual es un alambre de cobre, procurar que uno de los extremos quede correctamente introducido en la pasta.

Se emplean dos diferentes potencióstatos, el primero es un GAMRY modelo 1010E, el segundo es de Basi, modelo EC Épsilon. Ambos con un funcionamiento similar, permiten la ejecución de las pruebas con ayuda de un software distribuido por los mismos proveedores. De esta manera, únicamente se controlan los parámetros de prueba. En este caso, todas las pruebas se realizan en la ventana de 1700 a -1700 mV. Se toma como potencial de inicio al OCP. Se fija una velocidad de scan de 20 mV/s.

Las pruebas ejecutadas se resumen en la siguiente tabla.

Tabla 3: Resumen de las pruebas efectuadas, indicando concentración de la solución analizada y el electrodo de trabajo empleado.

#Prueba	Componentes solución [M]				Electrodo empleado
	Tiosulfato	Amonio	Cobre	Cianuro	
1	0.1	0.4	0.05		CPE-0
2	0.1	0.4	0.05		Au
3	pH 10				CPE-0
4	pH 10				Au
5	0.1	0.4	0.05	0.1	CPE-0
6	0.1	0.4	0.05	0.1	Au
7	0.1	0.4			CPE-0
8	0.1	0.4	0.01		CPE-0
9	0.1	0.4	0.03		CPE-0
10	0.1	0.4			Au
11	0.1	0.4	0.01		Au
12	0.1	0.4	0.03		Au
13		0.4	0.05		CPE-0
14	0.05	0.4	0.05		CPE-0
15	0.2	0.4	0.05		CPE-0
16	0.4	0.4	0.05		CPE-0
17		0.4	0.05		Au
18	0.05	0.4	0.05		Au
19	0.2	0.4	0.05		Au
20	0.4	0.4	0.05		Au
21				0.1	CPE-0
22				0.1	Au



## CAPÍTULO 8: RESULTADOS Y DISCUSIÓN

### 8.1- Resultados de la lixiviación de escorias en diferentes sistemas lixiviantes

Se realizaron pruebas de lixiviación empleando la muestra de escorias de oro y plata en los sistemas de tiosulfato y cianuro. De esta manera se obtienen datos sobre la recuperación que genera cada sistema sobre los elementos de interés.

#### 8.1.1- Resultados de la lixiviación de escorias en el medio $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3-\text{NH}_4^+-\text{Cu}(\text{II})$

Al visualizar los resultados de la prueba de lixiviación empleando el sistema de lixiviación de tiosulfato, Figura 17, se visualiza que la recuperación de plata fue notablemente mayor que en el caso del oro. La plata alcanza valores de hasta 78%, mientras el oro solo presenta 55%. Se nota además que tras las primeras 4 horas y media de lixiviación, se ha alcanzado la recuperación máxima para ambos elementos.

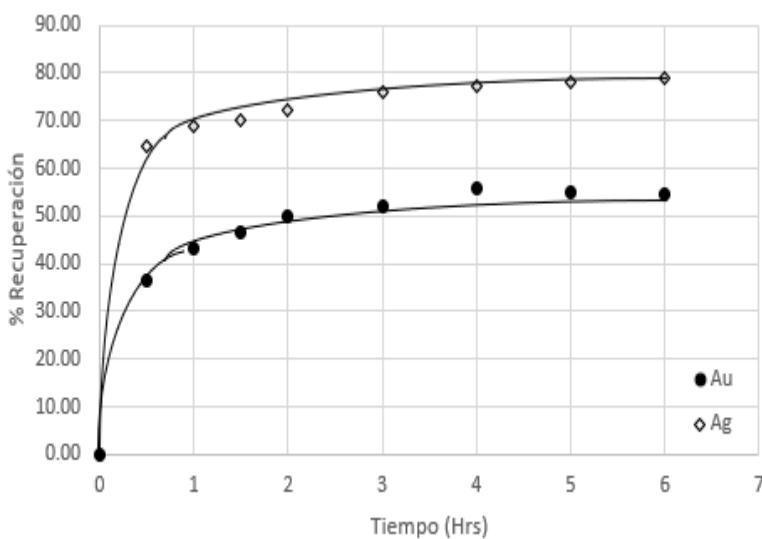


Figura 17: Resultados de la lixiviación de escorias empleando el sistema de tiosulfato.

#### 8.1.2- Resultados de la lixiviación de escorias en el medio $\text{NaCN}-\text{O}_2(\text{ac})-\text{H}_2\text{O}$

En la segunda prueba de lixiviación elaborada, se presenta el sistema de cianuro, el cual permite visualizar que durante las 24 horas en que se cianuraron dichas escorias, se alcanza una recuperación máxima para el oro de 81% (figura). Sin embargo, la tendencia de la recuperación aún se mantiene creciente, con lo que, al incrementar el tiempo de



cianuración, esta recuperación podría ser aún mayor. Los procesos actuales emplean este sistema obteniendo valores de recuperación de oro favorables.

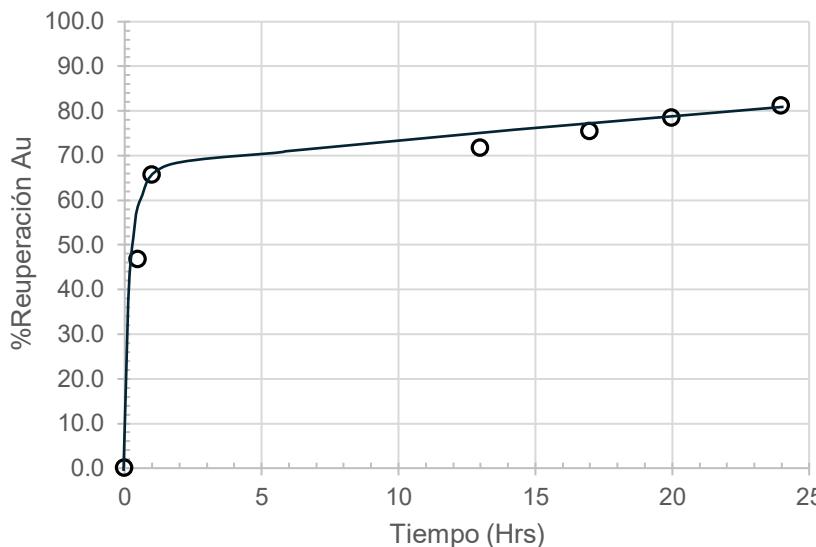


Figura 18: Resultados de la prueba de cianuración de escorias de oro y plata.

### 8.2- Resultados de la concentración gravimétrica sobre muestra escorias

Tras efectuar la concentración gravimétrica de las escorias empleando el concentrador Knelson, se llegan a los siguientes resultados, ver Tabla 4. Las condiciones de la prueba se establecen a 5 g's, 5 kPa, 5 L/min con un tamaño de partícula K80 de 136 micras. Mediante esta práctica, se genera una cantidad de masa significativa de concentrado para la elaboración de electrodos y para pruebas de lixiviación en diferentes sistemas.

Tabla 4: Balance metalúrgico de la concentración gravimétrica aplicada a las escorias.

Flujo	%Masa	Ensaye (g/Ton)		Recuperación (%)	
		Au	Ag	Au	Ag
Cabeza	100	280	761		
Concentrado	7.52	3046.2	7356.2	81.83	72.71
Cola	92.48	55	205	18.17	24.91

Es notable la baja masa de concentrado producida, sin embargo, este posee un alto grado de oro y plata, mismo que permitirá trabajar adecuadamente las pruebas a realizar. Sin embargo, las recuperaciones de metales preciosos apenas logran el 80 y 70%, respectivamente.



### 8.3- Resultados de voltamperometría de escorias en diversos s. lixiviantes

Se realizaron un conjunto de pruebas de voltamperometría, con la finalidad de determinar las especies formadas en determinados procesos y bajo determinadas composiciones a las cuales se elaboró la solución lixiviante. Así es como se logra ver qué efecto genera la modificación de la concentración de cada componente de la solución y así detectar las concentraciones que permitan un adecuado desarrollo del proceso.

8.3.1- Resultados de la voltamperometría usando la fracción -100+140# de concentrado gravimétrico (2.8 kg/Ton Au y 6.4 kg/Ton Ag) en el medio  $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3-\text{NH}_4^+-\text{Cu}(\text{II})$

Tras efectuar un conjunto de pruebas de voltamperometría, se llega a los siguientes resultados. Inicialmente, se efectúan pruebas del sistema de tiosulfato-amonio-cobre empleando el electrodo blanco de pasta de grafito para determinar los procesos internos de dicho sistema. De modo que se definen lo siguiente

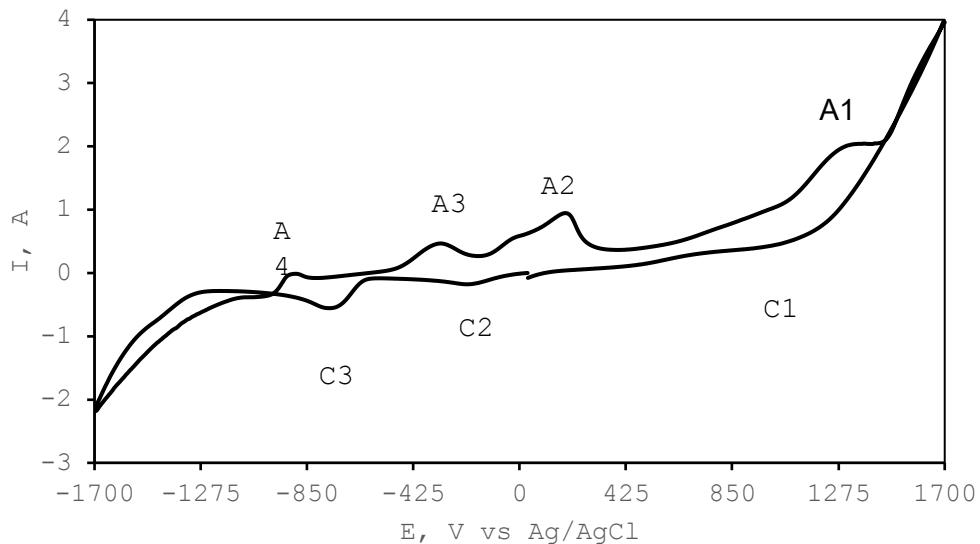


Figura 19: Voltamperometría cíclica del CPE-0 en el sistema de tiosulfato-amonio-cobre.

Dentro del diagrama se visualizan una cantidad de reacciones propias del sistema, de las cuales cuatro son oxidaciones y tres son reducciones. El pico A1 se identifica como el proceso de oxidación del tiosulfato a sulfato, así como el pico C1 corresponde a la reducción del sulfato a sulfito. El resto de los picos se identifican como procesos del cobre. El proceso A2 indica la oxidación del agua y su interacción con el cúprico para



formar el hidróxido de cobre. El proceso C2 corresponde a la reducción del cobre para la formación del complejo con el tiosulfato. El proceso C3 indica la reducción del agua. El proceso A4 indica la oxidación del amoniaco a nitrógeno. Finalmente, A3 representa la formación de la cuprotetramina.

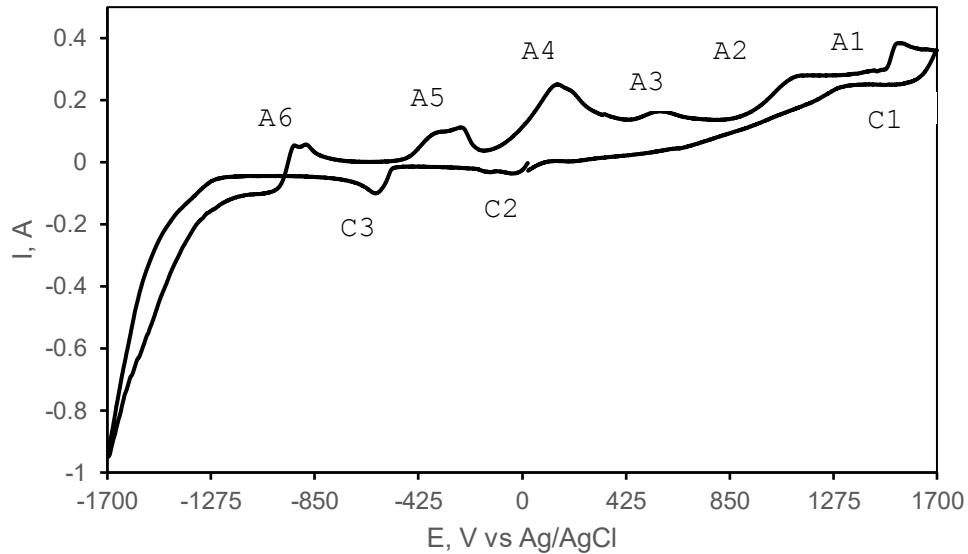
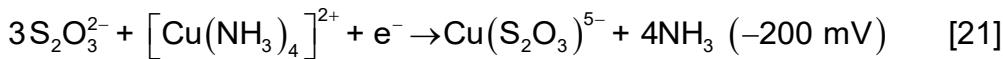
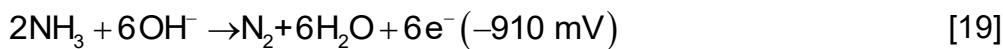
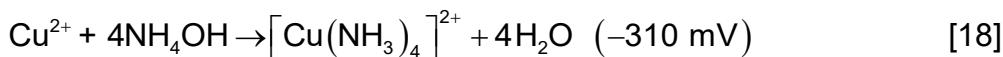
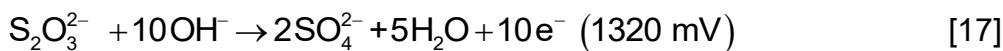
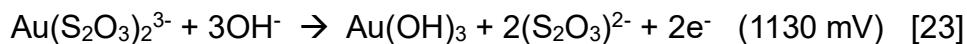
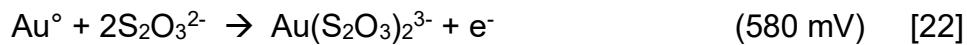


Figura 20: Voltamperometría del electrodo de oro en el sistema de tiosulfato-amonio-cobre.

Acorde al diagrama anterior, se denota que los procesos correspondientes al oro ocurren en los picos A2 y A3. Ambos son oxidaciones, el pico A2 denota la formación del complejo entre el oro y el tiosulfato, el pico A3 indica la formación del precipitado hidróxido de oro, con ello se determina que los procesos correspondientes a dichos picos son los siguientes:





Finalmente, se realiza el análisis del sistema variando las concentraciones de cobre y de tiosulfato en el sistema para determinar el efecto generado en las especies presentes durante el proceso.

Inicialmente, se presenta la variación del tiosulfato, este se lleva a cabo con concentraciones de 0, 0.1, 0.2 y 0.4 M. Dando como resultado que:

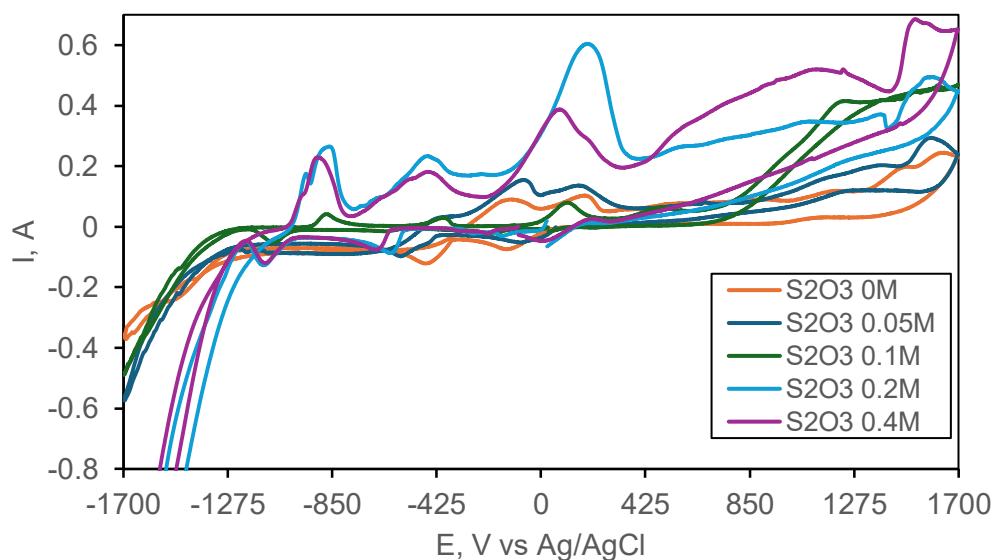


Figura 21: Voltamperometrías del sistema de tiosulfato empleando el electrodo de oro y variando la concentración de tiosulfato.

Al analizar las voltamperometrías resultantes, es notable la manera en que, a concentraciones bajas de tiosulfato, no se percibe la elevación del pico correspondiente a la oxidación del oro y la formación del complejo con el tiosulfato, esto debido a que la presencia de este es muy baja y se vuelve imperceptible. Por otro lado, el poco tiosulfato que queda reacciona con el cobre aumentando la corriente. Por otro lado, a concentración de 0.1M, el pico de formación de complejos es observable, con lo cual, se considera como el punto más idóneo para efectuar el proceso de lixiviación. Por otro lado, al aumentar excesivamente la concentración de tiosulfato, este se somete a una rápida descomposición, esta forma tetrationato y a la hora de efectuar las pruebas, se presenta una gran cantidad de precipitados, consecuencia de que no se logran formar compuestos solubles. Por otro lado, la descomposición y formación de complejos generan un incremento considerable en la corriente. Gracias a esto, la siguiente gráfica permite observar el comportamiento a diferentes concentraciones, denotando que la concentración con mejor comportamiento es la de 0.10 M.

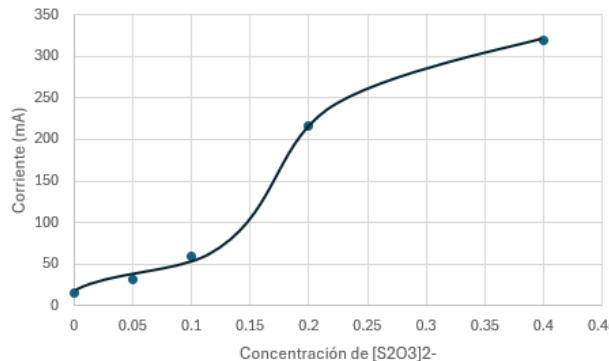


Figura 22: Comportamiento del sistema de tiosulfato-cobre-amonio con electrodo de oro al variar la concentración de tiosulfato.

Posteriormente, se varía la concentración de cobre, esta toma concentraciones de 0, 0.01, 0.03, y 0.05 M. Derivando en que la presencia de cobre en el sistema es de vital importancia, debido a que los procesos que realiza tanto con el amonio, así como con el tiosulfato permiten efectuar el proceso de una manera adecuada. En el siguiente voltamperograma se visualiza como incrementa la definición del pico de formación de complejos de oro-tiosulfato a medida que la concentración incrementa.

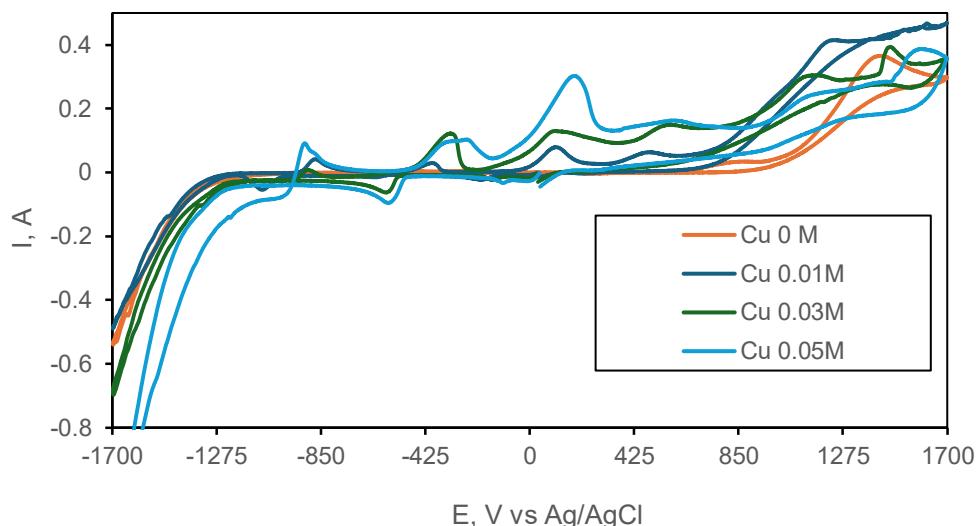


Figura 23: Voltamperometrías resultantes del sistema tiosulfato-cobre-amonio empleando el electrodo de oro y variando la concentración de cobre en la solución.

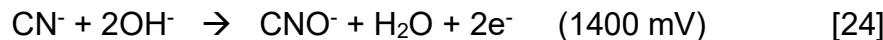
Por otro lado, es visualmente perceptible que a concentraciones que rondan los 0.3 y 0.5 M de cobre, la intensidad del pico se estabiliza, resultando en un punto idóneo para la preparación de la solución para el sistema. Un ligero incremento en la concentración generaría un efecto similar, por lo que solo incrementaría el costo operativo. Sin embargo, un gran incremento, resultaría en un exceso de reactivo, mismo que afectaría la eficiencia



del proceso, ya que consumiría gran parte del tiosulfato libre durante el proceso de reducción del cúprico al cuproso.

8.3.2- Resultados de la voltamperometría usando la fracción -100+140 # de un concentrado gravimétrico (2.8 kg/Ton Au y 6.4 kg/Ton Ag) en el medio NaCN-O<sub>2(ac)</sub>-H<sub>2</sub>O

En lo que respecta al proceso de cianuración, se determinan los siguientes resultados. analizando el voltamperograma generado empleando el electrodo de pasta de grafito (CPE-0) en el sistema de cianuro, se detecta un proceso irreversible (A1), este corresponde a la oxidación del cianuro para dar lugar al cianato, acorde al diagrama de Pourbaix del cianuro.



De igual manera, el pico A1 denota la presencia de un proceso de reducción ligero, este corresponde al agua. Resultando en la reacción:

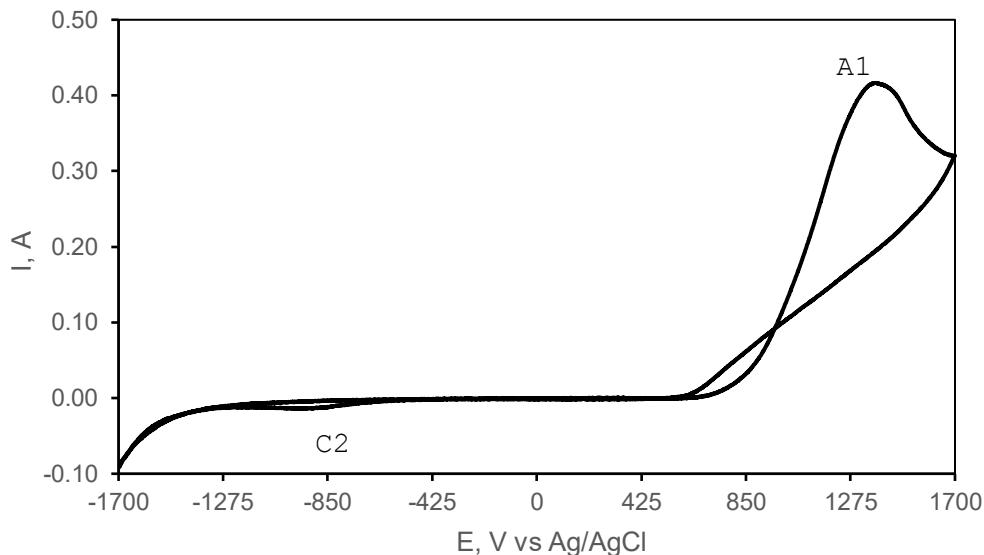


Figura 24: Voltamperometría cíclica empleando el CPE-0 en el sistema de lixiviación de cianuro.

En contraparte, analizando el voltamperograma resultante del análisis del sistema de cianuro empleando el electrodo de oro, se genera el siguiente voltamperograma acompañado de los siguientes procesos.

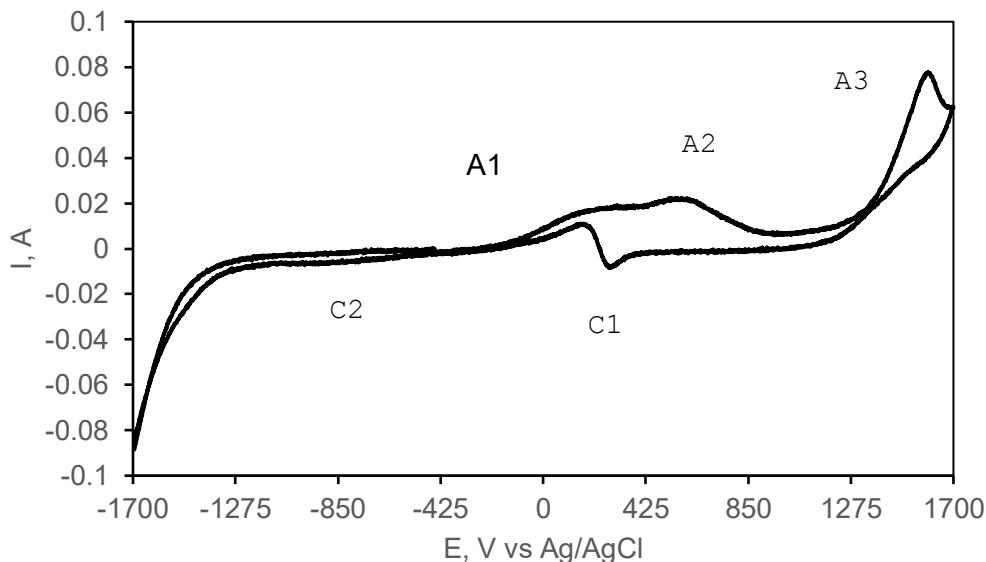
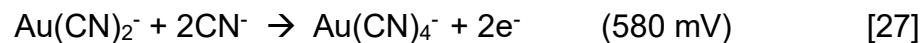


Figura 25: Voltamperograma resultante de la prueba empleando electrodo de oro en el sistema de cianuro.

Acorde al diagrama anterior, los picos A3 y C2 son correspondientes a las reacciones internas del sistema. Al analizar los picos presentes en el proceso, se verifica que ninguno cumple con las condiciones para denotarse como sistema reversible. Por lo tanto, cada reacción es independiente.

Según el diagrama de Pourbaix para el sistema Au-CN, es posible establecer que, los picos detectados corresponden a las siguientes reacciones:





## CAPÍTULO 9: CONCLUSIONES

### 9.1 Conclusiones

Tras la realización del presente trabajo se concluye lo siguiente:

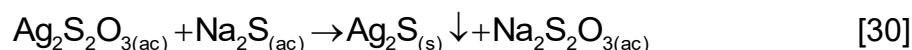
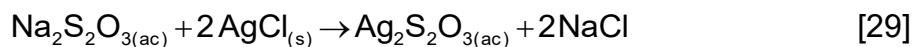
1. - El sistema de tiosulfato funciona como una alternativa a la cianuración para la recuperación de valores de oro y plata. Sin embargo, este presenta una baja recuperación para los valores de oro, por lo que es de suma importancia la búsqueda de complementos al sistema para mejorar la recuperación de los valores.
2. -Las escorias de fundición de doré contienen altos valores de oro y plata, por lo que es necesario su tratamiento para evitar pérdidas significativas. El sistema de tiosulfato permite recuperaciones de hasta 55% para el oro y de hasta 80% para la plata.
3. -La voltamperometría cíclica es una técnica adecuada para analizar el comportamiento de un sistema de lixiviación, ya que permite conocer las especies formadas durante el proceso, así como la identificación de especies sometidas a procesos reversibles. El uso de esta técnica otorga ventajas como la reducción de lodos, bajos tiempos de prueba, análisis de diversas variables y determinación de condiciones adecuadas para la operación.
4. -El sistema de tiosulfato incluye un conjunto de reacciones propias del sistema que favorecen a la oxidación y complejación del oro, para ello se requiere del tiosulfato como complejante, del sulfato de cobre como catalizador y del amonio como estabilizador y regulador de pH.
5. -Acorde a las variaciones de concentración efectuadas, se determina que, para las escorias analizadas, las condiciones adecuadas que debe presentar la solución son: 0.1M de tiosulfato, 0.03M de sulfato de cobre y 0.4M de hidróxido de amonio.

### 9.2 Trabajo a futuro

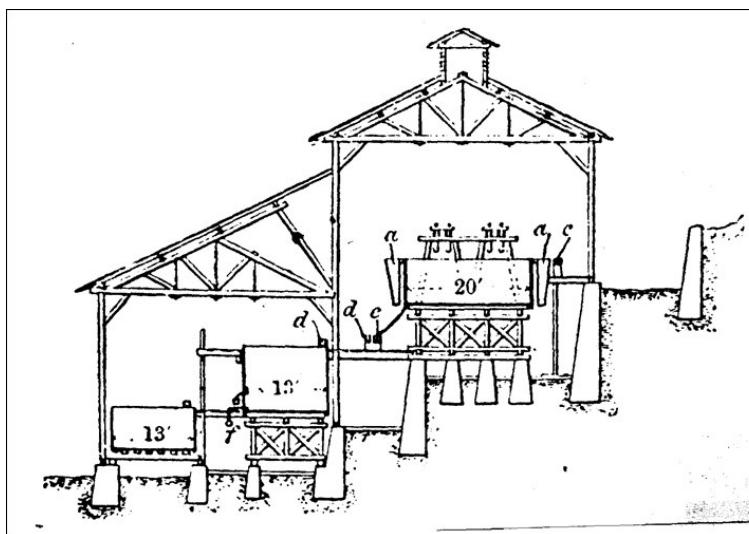
El uso del tiosulfato se remonta a los inicios del siglo XX, denominado en aquellos tiempos como proceso Patera. Este último consistente en la trituración de la mena, su tostación,



y el tratamiento de la calcina en tinas de fondo falso (filtro) con agua para remover los cloruros y sulfatos solubles de los metales base. Enseguida, los metales preciosos son lixiviados con una solución diluida de hiposulfito de sodio, la plata es precipitada del filtrado como sulfuro mediante la adición de sulfuro de sodio, secada, y tostada para remover el azufre, para finalmente ser enviada a copelación.



La figura siguiente muestra una planta de lixiviación Patera, la infraestructura de las plantas de esos tiempos, utilizaba, principalmente madera, Figura 23.



**Figura 23:** Vista en elevación de una planta de lixiviación Patera.

Como trabajo a futuro se contempla evaluar la recuperación de los metales preciosos de un sistema de lixiviación Tiosulfato-Amonia-Cu(II), la opción de sulfuro de sodio sólo sería apropiado para plata, pero, no para oro. Por su parte, el uso de carbón activado no parece ser eficiente, así que el proceso a estudiar lo sería la cementación, usando zinc en polvo, o algún otro metal.



## BIBLIOGRAFÍA

1. García, I.F., *Fundición de precipitados del proceso Merrill-Crowe.*, in *SEXTA CONVENCIÓN CUBANA DE CIENCIAS DE LA TIERRA, GEOCIENCIAS'2015*, C.d.L.H. Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM), Cuba., Editor. 2015, Centro de Investigaciones para la Industria Metalúrgica, La Habana. pág.: 1-6.
2. Gamboa-Hernández, A., J.R. Parga-Torres, and H.A. Moreno-Casillas, *Recovery of silver from slags generated by melting precipitates from the Merrill–Crowe process*. The Canadian Metallurgical Quarterly, 2018. **Volume 58(2)**, pág.: 204-212.
3. PNB, E.R.E., *Video Patios-ADR Noche-Buena*, in *Videos operaciones unidad La Herradura*. 2022, Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología: Guanajauto.
4. Méndez, D., *Estudio de obtención de valores de Au y Ag por cianuración de escorias de fundición*, in *Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología*. 2023, Universidad de Gunajuato: Guanajuato. pág.: 1-127.
5. Akcil, A., et al., *Precious metal recovery from waste printed circuit boards using cyanide and non-cyanide lixiviants-A review*. Waste Management, 2015. **45**, pág.: 258-271.
6. Ubaldini, S., et al., *TREATMENT OF SECONDARY RAW MATERIALS BY INNOVATIVE PROCESSES*. CHEMISTRY JOURNAL OF MOLDOVA., 2019, pág.: 1-16.
7. Riekkola-Vanhainen, M., *Talvivaara mining company – From a project to a mine*. Minerals Engineering, 2013. **Volume 48**, pág.: 2 - 9.
8. Virolainen, S., *HYDROMETALLURGICAL RECOVERY OF VALUABLE METALS FROM SECONDARY RAW MATERIALS, CHAPTER 3*. 2013, Lappeenranta University of Technology: Lappeenranta University of Technology, Lappeenranta, Finland on the 11th of December, 2013, at noon. pág.: 1-93.
9. Leigh, A.H., *Precious metals refining practice*. 1970, K. C. Corporation: Salt Lake City, Utah.
10. Binnemans, K., et al., *Hydrometallurgical Processes for the Recovery of Metals from Steel Industry By-Products: A Critical Review*. Journal of Sustainable Metallurgy, 2020. **Vol. 6**, pág.: 505-540.
11. Ilyas, S. and J. Lee, *Cyanidation of Gold-Bearing Ores*, in *Gold Metallurgy and the Environment*, C. Press, Editor. 2018, Taylor & francis Group: Boca Raton, London, New York.
12. Marsden, J.O. and C.I. House, *The Chemistry of Gold Extraction*. 2nd Edition ed. 2006, Littleton Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. 680.
13. Fleming, I., *Gold Hydrometallurgy*, SGS, Editor. 2014: Montreal, Canadá. pág.: 1-112.
14. Gupta, C.G. and T.K. Mukherjee, *Hydrometallurgy in Extraction Processes*, ed. C. Press. Vol. Volume II. 2000, Boca Ratón, Florida. 280.
15. Habashi, F., *The theory of cyanidation*. Transactions Society of Mining Engineers, 1966(September), pág.: 236-239.
16. Domic-Mihovilovic, E., *Hidrometalurgia, fundamentos y aplicaciones*. Consejo Minero de Chile A.G. Santiago., 2001, Santiago de Chile. 947.
17. Habashi, F., *Historical Metallurgy Notes: One Hundred Years of Cyanidation*. CIM Bulletin, 1987. **80(905)**, pág.: 108.
18. Haque, K.E., *The Role of Oxygen in Cyanide Leaching of Gold Ore*. CIM Bulletin, 1992. **85(963)**, pág.: 31-38.
19. Ellis, S. and G. Senanayake, *The effects of dissolved oxygen and cyanide dosage on gold extraction from a pyrrhotite-rich ore*. Hydrometallurgy, 2004. **72**, pág.: 39-50.



20. Senanayake, G., *Gold leaching by copper(II) in ammoniacal thiosulphate solutions in the presence of additives. Part I: A review of the effect of hard-soft and Lewis acid-base properties and interactions of ions*. *Hydrometallurgy*, 2012. **Volume 115, 116**, pág.: 1-20.
21. Macías, G., *Estudio cinético de la lixiviación de plata metálica en soluciones que contienen tiosulfato, sulfito, nitrito y cobre*, in *Metalurgia Extractiva*. 2015, Centro de Investigación y de Estudios Avanzados del IPN, Unidad Saltillo: Ramos Arizpe, Coahuila.
22. Alymore, M.G. and D.M. Muir, *Thiosulfate Leaching of Gold-A Review*. Minerals Engineering, 2001. **Volume 14(2)**, pág.: 135-174.
23. Alymore, M., *Thiosulfate Leaching of Gold*, in *Tenova, Mining & Minerals (Australia) Pty Ltd*, t.I.S. Hydrometallurgy 2014, Editor. 2014: British Columbia, Canada.
24. Nava, J.L. and I. González, *Los electrodos de pasta de carbono en el estudio electroquímico de minerales metálicos*. Química Nova, 2005. **28(5)**, pág.: 901-909.
25. Nava, J. and I. González, *Las técnicas electroquímicas y los electrodos de pasta de carbono en el estudio de los mecanismos de disolución de minerales metálicos*. Boletín de Sociedad Química México, 2007. **1(1)**, pág.: 2-18.
26. Wang, J., *Analytical Electrochemistry*. 3a Edición ed. 2006, New Jersey: Wiley & Sons.
27. Alymore, M., *THIOSULFATE LEACHING OF GOLD, Current knowledge/future prospects*. 2014, Hydrometallurgy 2014: 7th International Symposium, Victoria, British Columbia, Canada.
28. Laplante, A., *Determinación de Oro Recuperable por Grametría (ORG)*. 2000, Fresnillo, PLC.
29. Peters, E., *The Physical Chemistry of Hydrometallurgy*, in *International Symposium on Hidrometallurgy*, D.J.I.E.a.R.S. Shoemaker, Editor. 1973, The Metallurgical Society of AIME: Chicago, Illinois, U.S.A. pág. 205-228.
30. Ugarte, G., *Apuntes de Hidrometalurgia*, in *Seminario de Hidrometalurgia*. 1985: San Luis Potosí. pág.: 1-205.
31. Delahay, P., M. Pourbaix, and P.V. Rysselberghe, *Potential-pH Diagrams of Silver*. Journal of the Electrochemical Society, 1951, pág.: 65-67.
32. Delahay, P., M. Pourbaix, and P.V. Rysselberghe, *Potential-pH Diagrams*. Journal of Chemical Education, 1950, pág.: 683-688.
33. Garrels, R.M. and C.L. Christ, in *Solutions Minerals and Equilibria*. 1978, Freeman, Cooper & Company: San Francisco, California.
34. Wadsworth, M.E., *Hydrometallurgy, Past, Present and Future*, in *Hydrometallurgy, Research, Development and Plant Practice*, A.K.O.-A.a.J.D. Miller, Editor. 1982, The Metallurgical Society of AIME: Atlanta, Georgia. pág. 3-39.



## APÉNDICE I

### Construcción Diagramas de Eh-pH, Algunos Sistemas de Interés

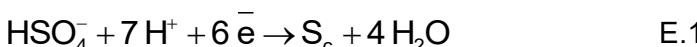
Como en otras ramas de la **metalurgia extractiva**, los procesos hidrometalúrgicos están relacionados en su mayoría con sistemas de separación heterogéneos (sólido-líquido), los cuales pueden ser interpretados en términos del equilibrio termodinámico y la cinética de reacción del sistema [29].

El aspecto termodinámico de un sistema definirá el estado de equilibrio a que se llegaría bajo ciertas condiciones dadas. Y aunque en la práctica no sea posible de alcanzar dicho estado, la termodinámica nos proporcionará una guía para saber que reacción es posible y cuál no lo es [30].

Particularmente resulta apropiado el discutir y analizar el equilibrio termodinámico de sistemas sólido-líquido en términos de diagramas Eh-pH. Estos fueron usados primeramente por Clark [31] para describir el equilibrio electroquímico del ion H<sup>+</sup> con H<sub>2</sub> molecular y O<sub>2</sub> molecular con H<sub>2</sub>O. Sin embargo, el primer uso extensivo de estos diagramas fue iniciado por Pourbaix para el estudio de la corrosión metálica [32]. Más tarde Garrels y Christ encontraron dichos diagramas apropiados para la descripción geoquímica de sistemas acuosos [33].

Los diagramas Eh-pH encierran una gran cantidad de información termodinámica de los sistemas sólido-líquido y/o gas-líquido. Estos diagramas describen la estabilidad de las soluciones acuosas con los sólidos, en función de dos variables; potenciales de electrodo simples y pH. Cada diagrama es dibujado con todas las demás variables fijas, de acuerdo o conforme lo requiera el investigador. Aunque la mayoría de éstos suelen ser calculados a 25 °C, la gran influencia de esta variable en la mayoría de los procesos hidrometalúrgicos hacen necesaria la construcción de estos diagramas a distintas temperaturas, ello con la finalidad de definir el grado de importancia de ésta en el proceso [34].

Las líneas sobre un diagrama Eh-pH son calculados de reacciones de oxidación-reducción tales como:



la cual en su forma general puede ser escrita de la manera siguiente:



Para la anterior reacción el potencial de electrodo simple en el equilibrio puede ser escrito de acuerdo con:

$$E = E^\circ - \frac{RT}{nF} \ln \frac{a_{\text{Red}}^y \cdot a_{\text{H}_2\text{O}}^z}{a_{\text{ox}^-}^x \cdot a_{\text{H}^+}^m} \quad \text{E.3}$$

La que en términos de pH resulta de la forma:



$$E = E^\circ - \frac{2.303 RT}{F} \left( \frac{m}{n} \right) pH - \frac{2.303 RT}{nF} \log \frac{a_{\text{Red}}^z \cdot a_{\text{H}_2\text{O}}^z}{a_{\text{O}_{x^-}}^x} \quad \text{E.4}$$

A fin de trazar la ecuación anterior sobre un diagrama Eh-pH, deberán fijarse valores de  $a_{\text{Red}}$ ,  $a_{\text{H}_2\text{O}}$  y  $a_{\text{O}_{x^-}}$ , de manera que se obtendrá una línea recta con intercepción en pH = 0 igual a:

$$E^\circ - \frac{2.303 RT}{nF} \log \frac{a_{\text{Red}}^y \cdot a_{\text{H}_2\text{O}}^z}{a_{\text{O}_{x^-}}^x} \quad \text{E.5}$$

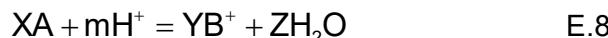
y pendiente:

$$\frac{2.303 RT}{F} \left( \frac{m}{n} \right) \quad \text{E.6}$$

En el caso de que para una reacción particular no se halle disponible el valor  $E^\circ$ , este puede ser calculado a partir del cambio de la energía libre de Gibbs de la reacción, de acuerdo con la relación:

$$\Delta G^\circ = -nFE^\circ \quad \text{E.7}$$

Obsérvese de la ecuación E.4 que cuando  $m = 0$ , la línea resultante será horizontal en el diagrama Eh-pH, y cuando  $n=0$  la línea será vertical. Sin embargo, en este último caso, dicha ecuación (E.4) será inapropiada para determinar la posición de dicha línea. En tal caso tendremos que la ecuación a usarse será de la forma:



$$K = \frac{a_{B^+}^y \cdot a_{H_2O}^z}{a_A^x \cdot a_{H^+}^m}$$

Esta expresión de equilibrio puede relacionarse a la energía libre de la reacción como sigue:

$$\Delta G^\circ = -RT \ln \frac{a_{B^+}^y \cdot a_{H_2O}^z}{a_A^x \cdot a_{H^+}^m} \quad \text{E.9}$$

en términos de pH la siguiente expresión es obtenida (la cual es independiente de Eh):

$$\Delta G^\circ = -2.303 RT(m) \ln \frac{a_{B^+}^y \cdot a_{H_2O}^z}{a_A^x} \quad \text{E.10}$$

En este caso, la posición de la línea vertical estará dada por:

$$pH = -\frac{\Delta G^\circ}{2.303 RT(m)} - \frac{1}{m} \ln \frac{a_{B^+}^y \cdot a_{H_2O}^z}{a_A^x} \quad \text{E.11}$$

Como en el caso de las reacciones de oxidación-reducción, deberán asignarse valores para  $a_{B^+}$ ,  $a_{H_2O}$  y  $a_A$  a fin de obtener una línea "vertical" específica sobre el correspondiente diagrama Eh-pH. En corrosión como en geoquímica es común especificar los valores de las actividades en el



rango de  $10^{-6}$ - $10^{-9}$ , sin embargo, en hidrometalurgia resulta más conveniente construir diagramas con actividades entre  $10^0$ - $10^{-3}$ .

Hay dos reacciones importantes, las cuales deben aparecer en todo diagrama Eh-pH. Dichas líneas delimitan la estabilidad del agua en condiciones de oxidación y reducción, respectivamente.

Límite Inferior:



Límite Superior:



Estas reacciones pueden ser escritas en sus formas de Nernst, resultando:

$$E_h = E^\circ - 2.303 \frac{RT}{F} \text{pH} - 2.303 \frac{RT}{2F} \text{Log P}_{\text{H}_2} \quad \text{E.14}$$

$$E_h = E^\circ - 2.303 \frac{RT}{F} \text{pH} - 2.303 \frac{RT}{4F} \text{Log P}_{\text{O}_2} \quad \text{E.15}$$

Cuando  $P_{\text{H}_2}$  y  $P_{\text{O}_2}$  son iguales a 1 atm, las ecuaciones E.14 y E.15 definen los límites de estabilidad termodinámica del agua bajo las condiciones estándares [30]. Por último, hacer un diagrama Eh-pH es importante en los estudios, investigaciones de los procesos hidrometalúrgicos, no obstante, quizás más importante o relevante es la información que aporta y su lectura. El fundamento termodinámico de estos se recomienda iniciarla con la lectura los sistemas  $\text{Me}^{n+}$ - $\text{H}_2\text{O}$ , encontrados en el Atlas de Pourbaix.

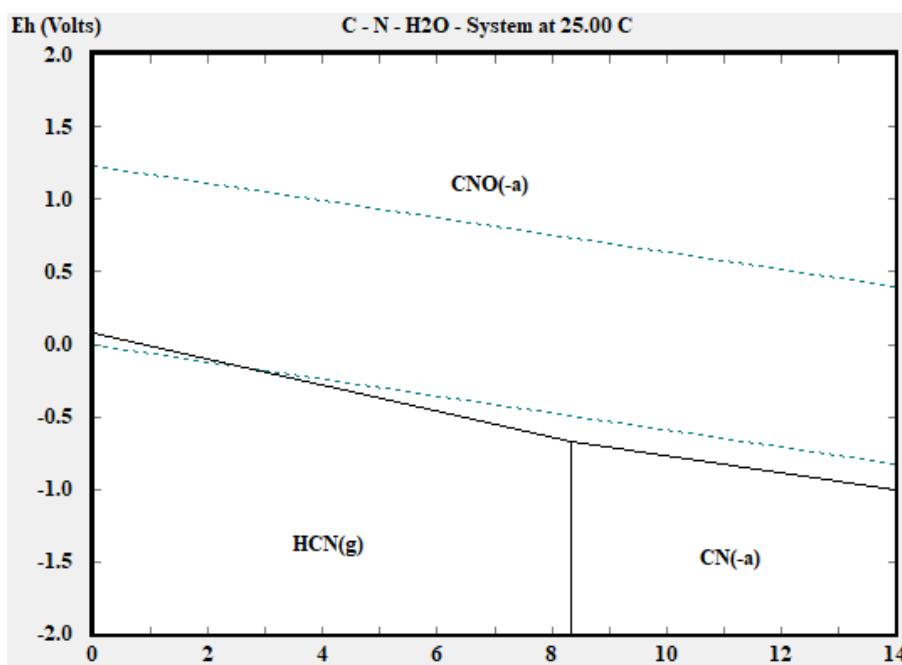


Figura I.1: Diagrama Eh-pH del sistema cianuro-agua

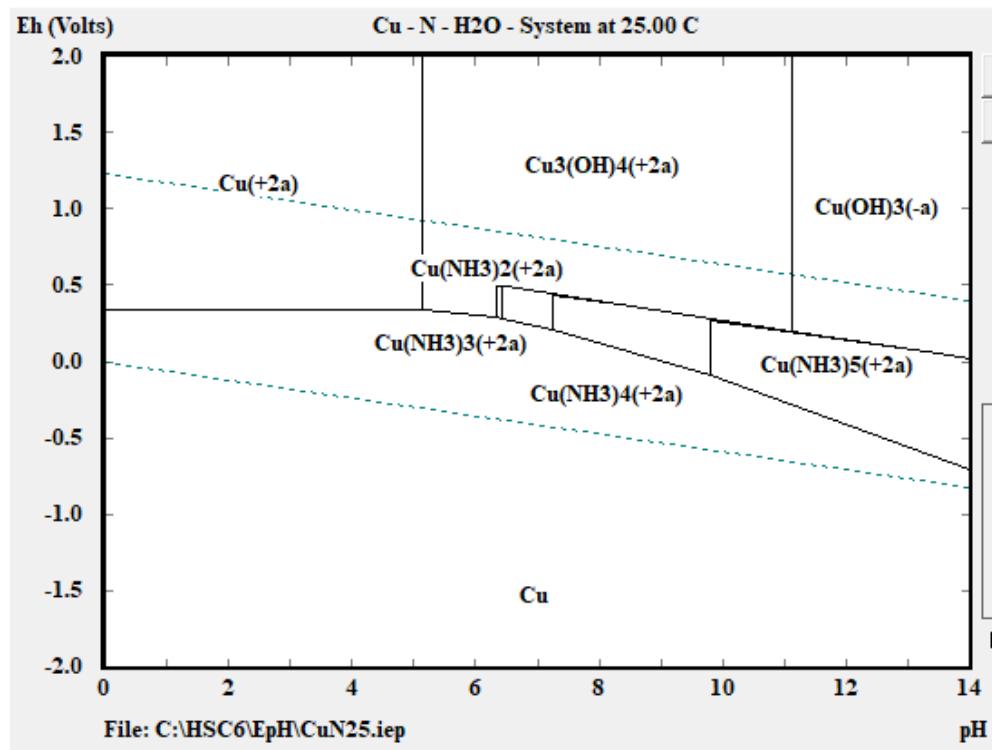


Figura I.2: Diagrama Eh-pH sistema cobre-nitrógeno-agua

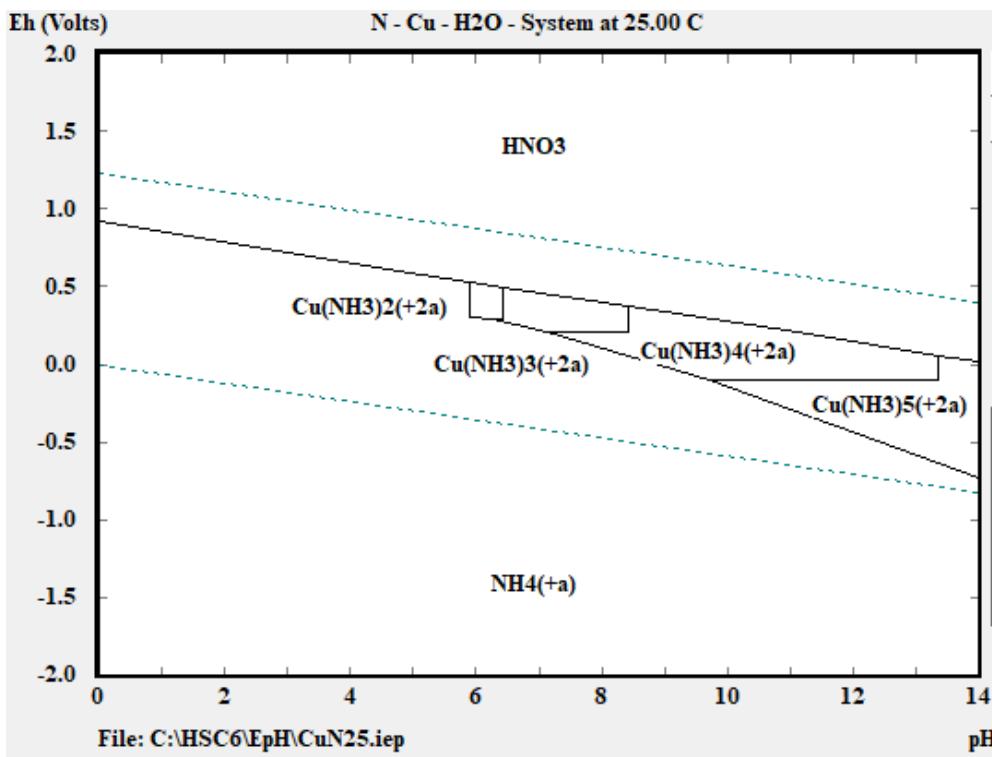


Figura I.3: Diagrama Eh-pH del sistema nitrógeno-cobre-agua.

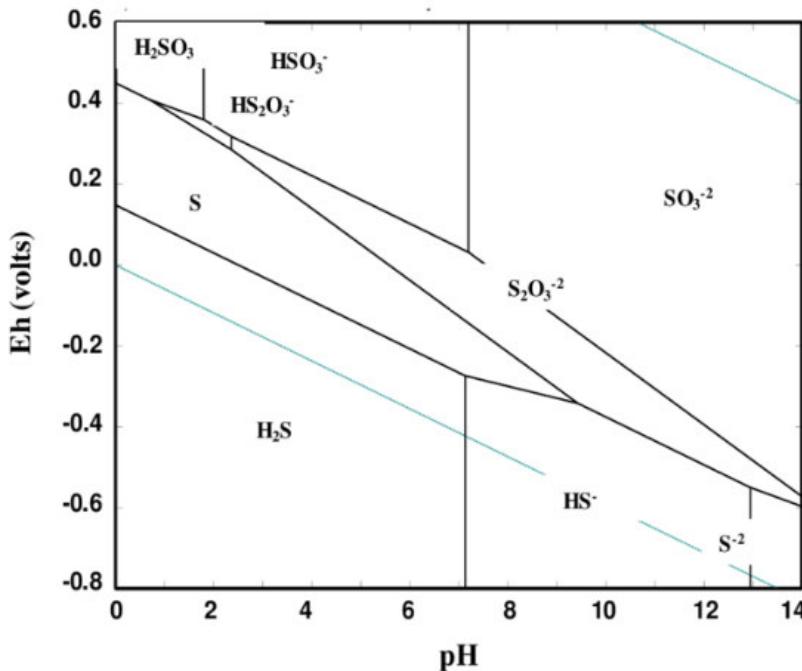


Figura I.4: Diagrama Eh-pH del sistema azúfre-agua.

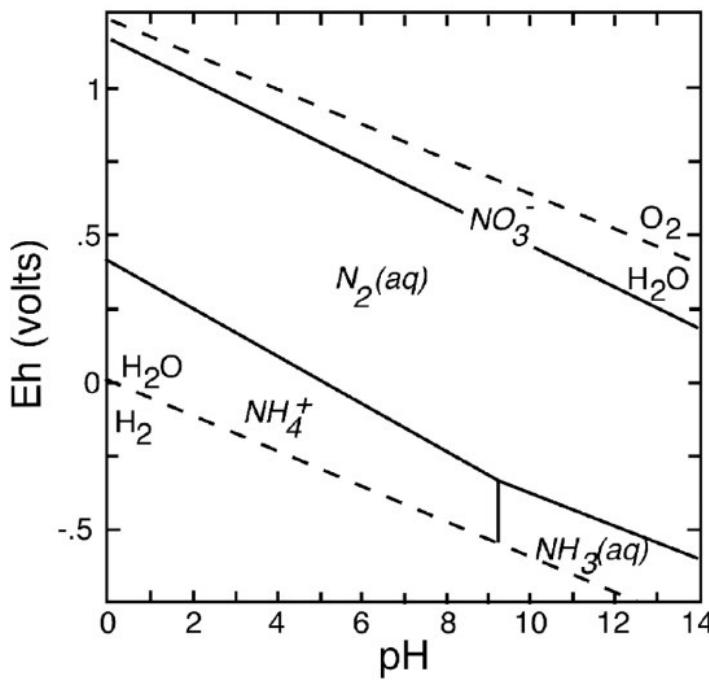


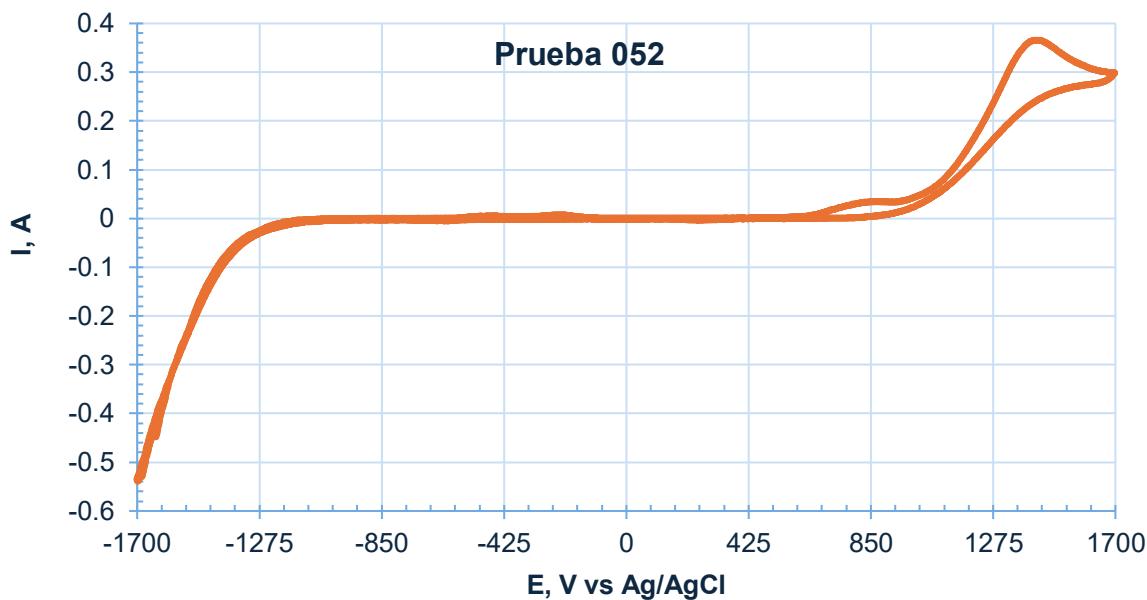
Figura I.5: Diagrama Eh-pH del sistema nitrógeno-agua.



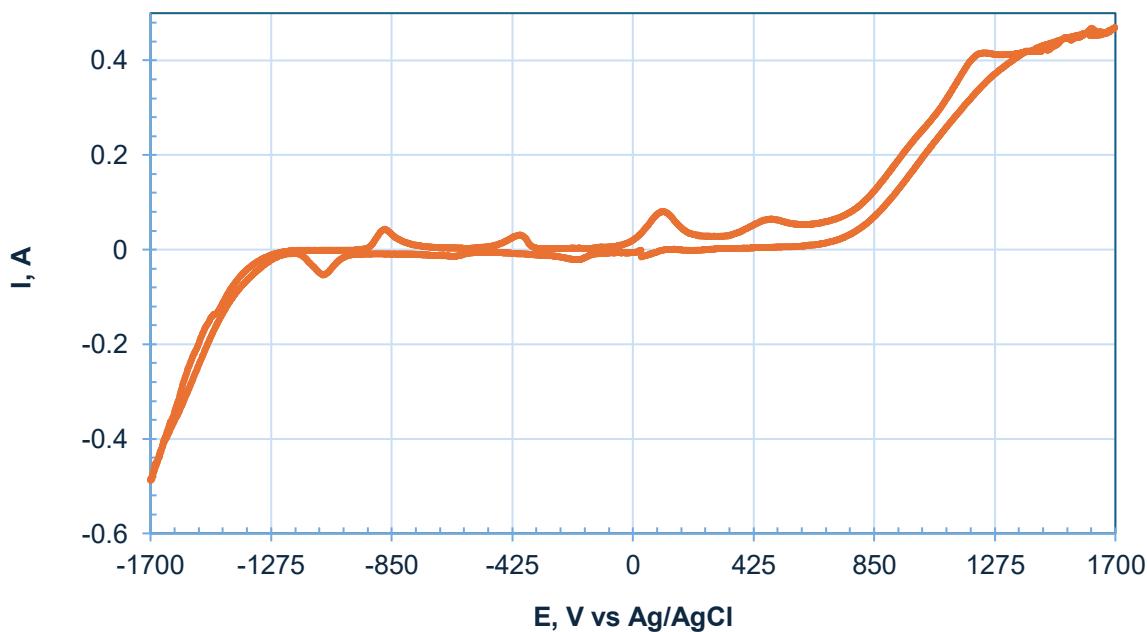
## APÉNDICE II

### Voltamogramas Resultantes de Estudio Sobre Escorias de Fundición de Precipitados de Au-Ag, Unidad la Herradura

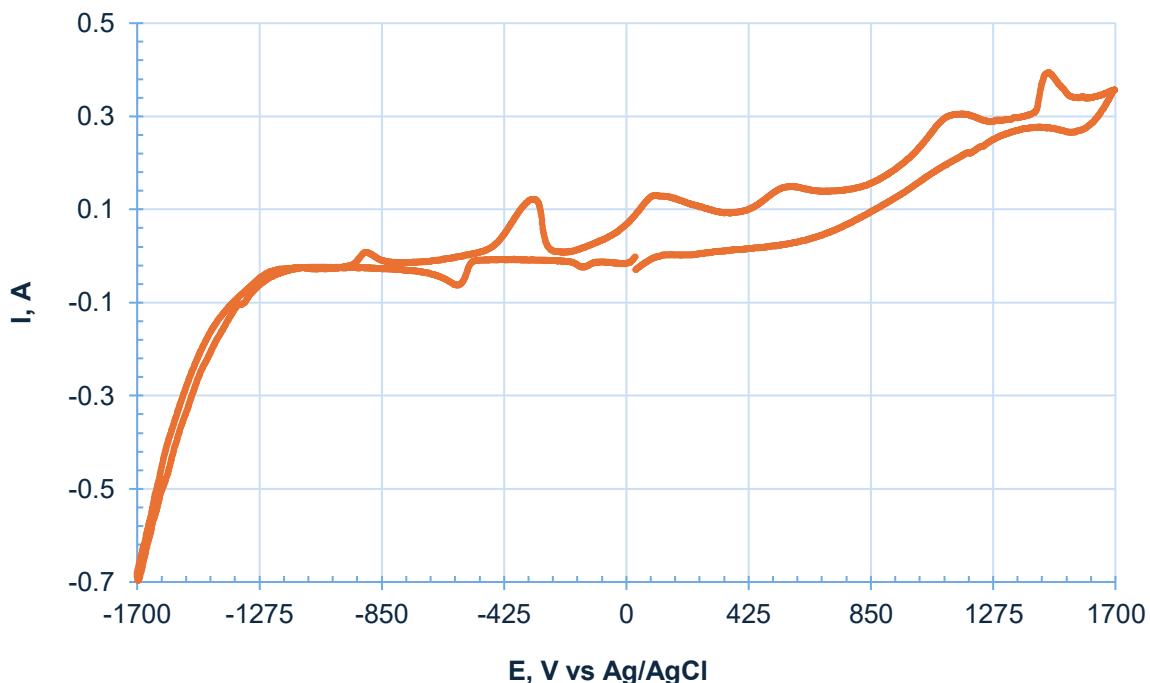
A continuación se ilustran aquellos voltamogramas obtenidos durante la realización del estudio de caracterización de escorias de fundición utilizando electrodos de pasta de grafito.



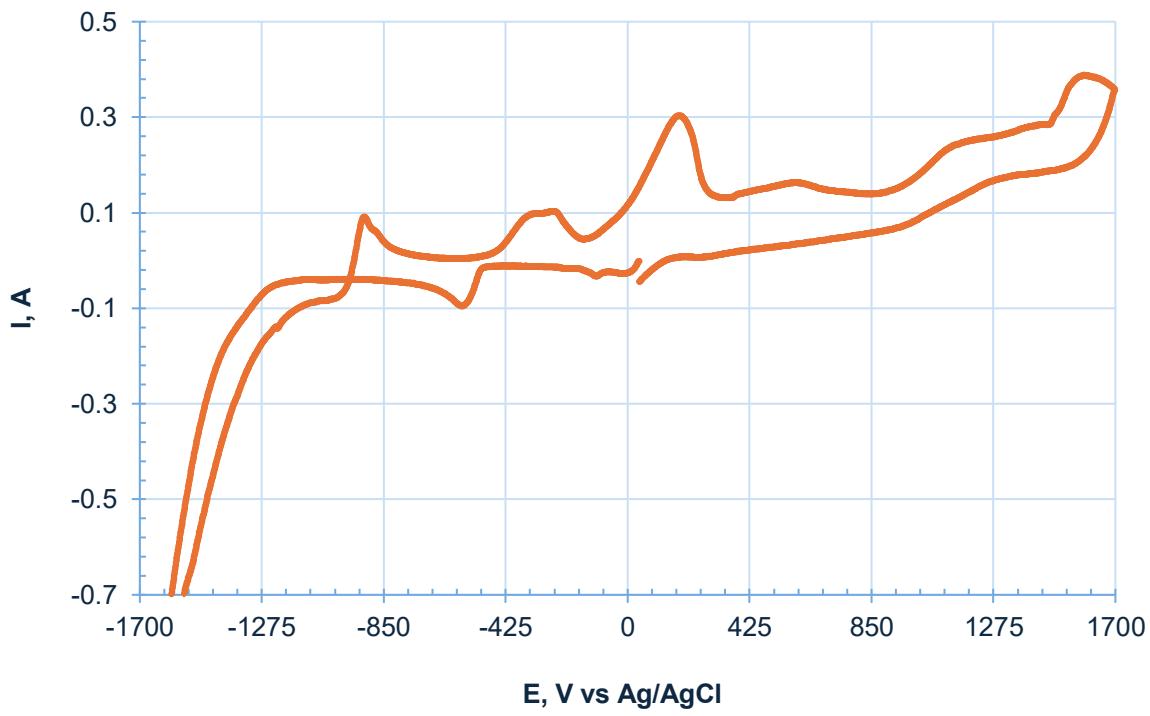
(a)



(b)

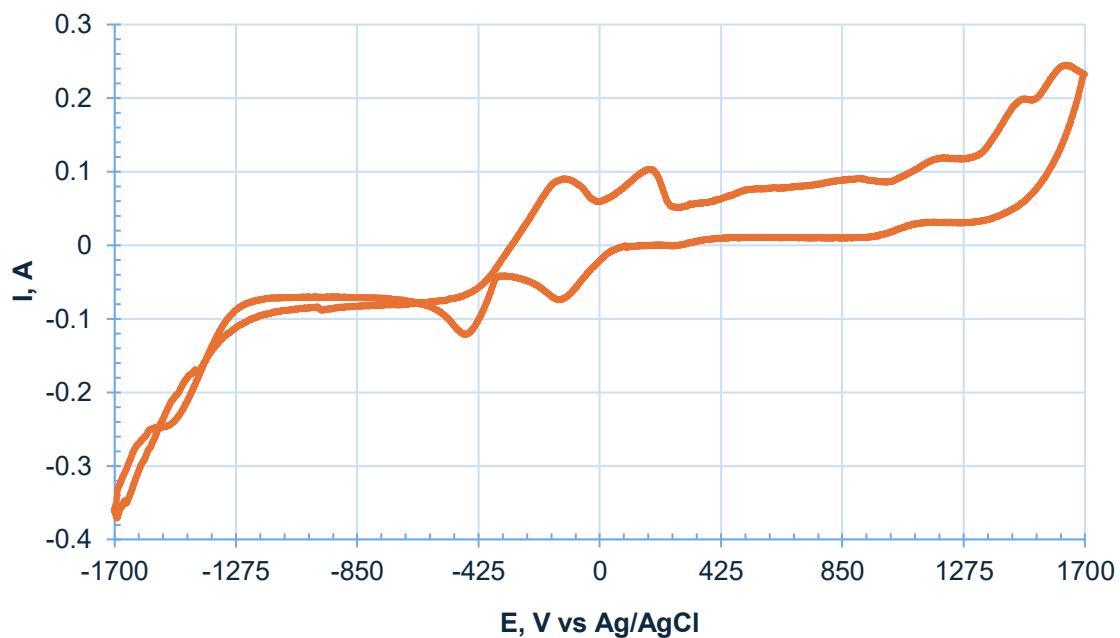


(c)

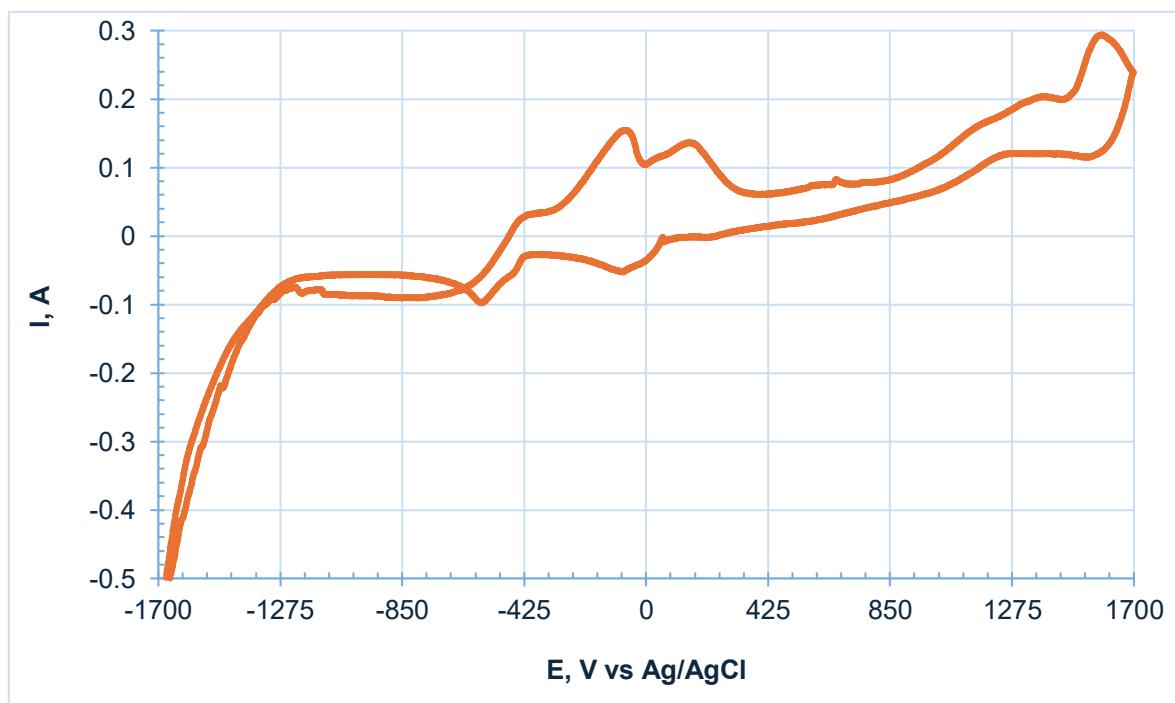


(d)

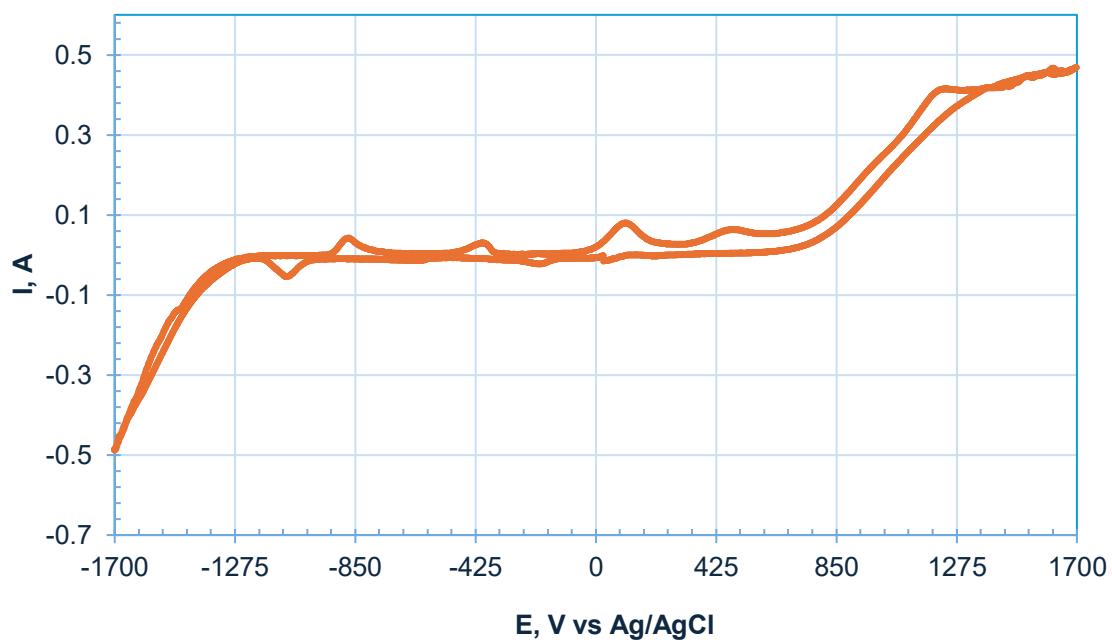
Figura II.1: Voltamperías cíclicas del sistema tiosulfato-cobre-amonio, empleando el electrodo de oro y variando la concentración de cobre. a) 0.00 M, b) 0.01 M, c) 0.03 M, d) 0.05 M.



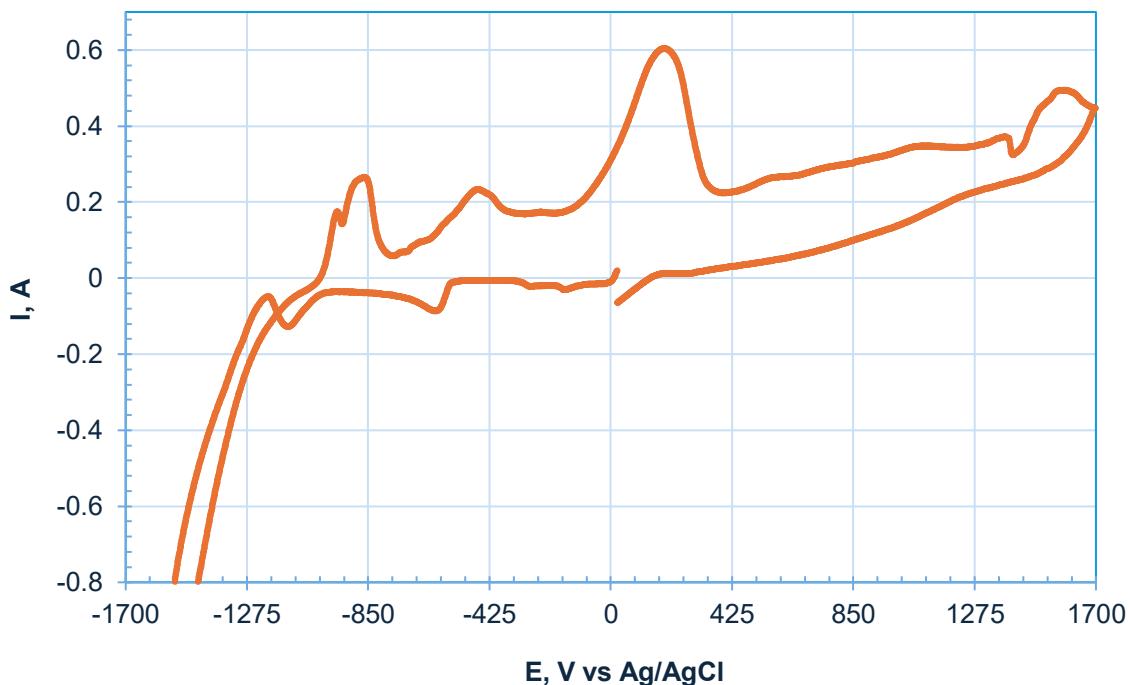
(a)



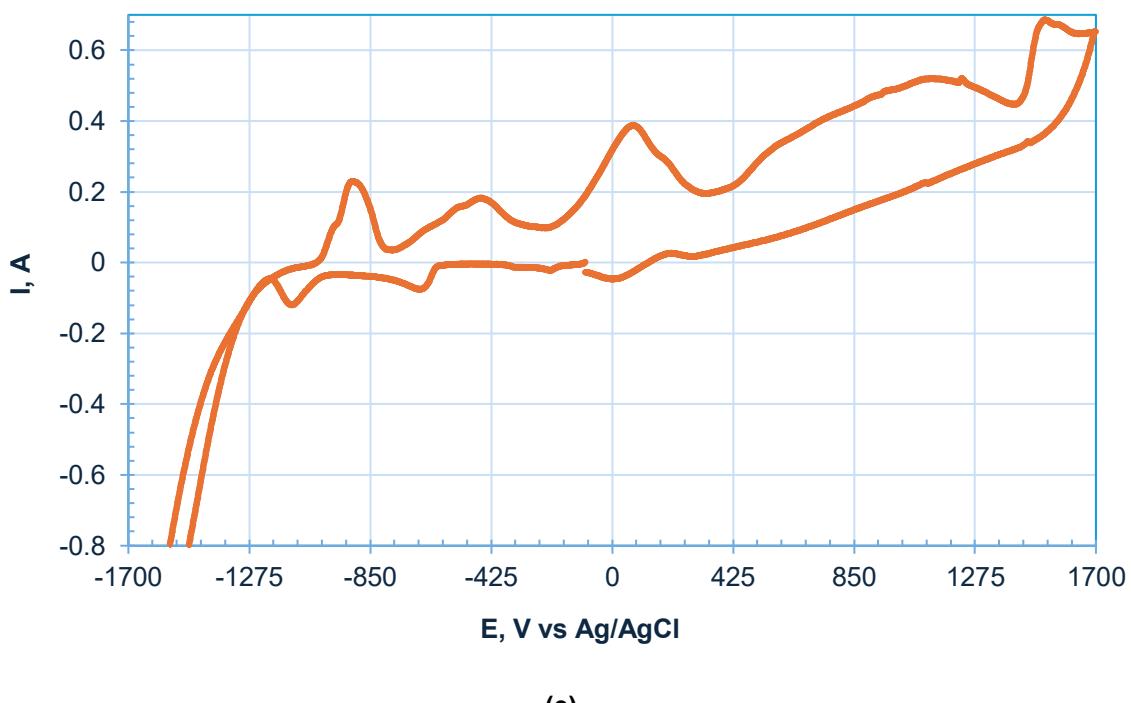
(b)



(c)



(d)



(e)

Figura II.2: Voltametrías cíclicas del sistema tiosulfato-cobre-amonio empleando el electrodo de oro y variando la concentración de tiosulfato. a) 0M, b) 0.05M, c) 0.1M, d) 0.2M, e) 0.4M.

Tabla II.1: Tablas comparativas de intensidad de pico vs concentración aplicada en el proceso de oxidación-complejación del oro con tiosulfato.

[Cu <sup>2+</sup> ]	mA
0	0
0.01	59
0.03	128
0.05	129

[S <sub>2</sub> O <sub>3</sub> <sup>2-</sup> ]	mA
0	15
0.05	32
0.1	59
0.2	217
0.4	320



## APÉNDICE III

### Preparación Electrodos de Pasta de Grafito

Los electrodos de pasta de grafito son utilizados para el estudio electroquímico de minerales y en general de cualquier compuesto químico. En la elaboración de estos electrodos se utiliza una mezcla de grafito de alta pureza y el compuesto químico objeto de estudio. La proporción de uno y otro suele variar según la reactividad y concentración de las especies que vayan a estudiarse, teniéndose así que: (1) para especies muy activas, se mezclan de 0.3 a 0.4 gramos de compuesto y 0.7 a 0.8 gramos de grafito y (2) para especies de baja actividad, de 0.5 a 0.7 gramos de compuesto y 0.5 a 0.3 gramos de grafito.

Los materiales, así como el procedimiento para la preparación de los electrodos de pasta de grafito se resumen a lo siguiente:

#### **Materiales:**

- Polvo de grafito 99.9995%, carbón Alfa-Aesar
- Aceite de silicon (silicon-oil) Aldrich # 14618-3
- Jeringas para insulina de 1 cm<sup>3</sup>, aguja removible
- Mortero de ágata
- Por lo menos dos gramos de muestra mineral o compuesto químico
- Lija para pulido de minerales, número 600

Cuando se utilicen muestras minerales, estas deberán molerse y cribarse en seco. Si el tamaño de partícula es importante, la muestra deberá fraccionarse en seco, las fracciones más recomendables para estudio van desde la –150 mallas (106 µm) a la –325 mallas (45 µm).

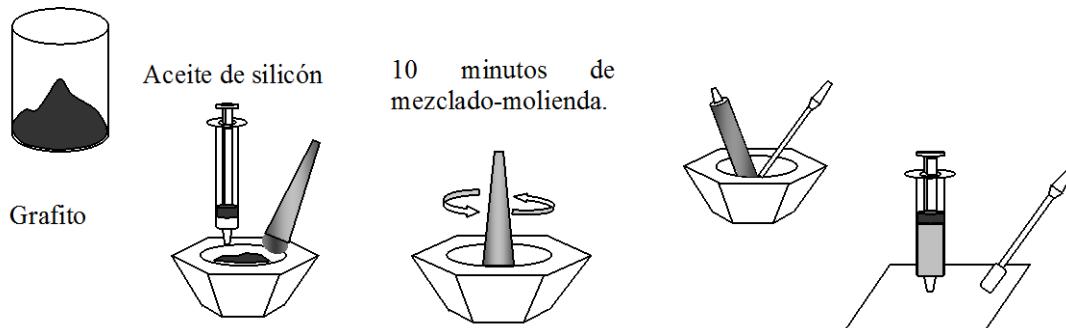
#### **Procedimiento de Elaboración**

En los estudios con electrodos de pasta de grafito, primeramente, se prepara un electrodo de grafito puro, el cual hará las veces de blanco. Es decir, determinar cualquier reacción o perturbación que ocurre entre el medio y la matriz (grafito).

La preparación del electrodo de grafito puro es sencilla y se hace de acuerdo con el procedimiento siguiente. Usando un vaso de precipitados de 100 ml se pesa un gramo de grafito en balanza analítica, se vacía la cuarta parte de éste en el mortero de ágata, se agrega 0.10 ml de aceite de silicón y con la mano del mortero se procede a mezclarlos. El mezclado-molido se continua por 10 minutos, al termino se agrega otra cuarta parte del grafito y 0.10 ml más de aceite y



nuevamente se mezclan por 10 minutos. Este proceso se continua hasta que se mezcle-muela el total del grafito; ver Figura III.1.



**Figura III.1.-** Mezclado-incorporación de grafito y aceite de silicona durante la elaboración de electrodos de pasta de grafito, y formación del electrodo.

Si después de agregar la última parte del grafito y un total de 0.30 ml de aceite de silicona se observa que la pasta ya tiene buena consistencia, no se agregará más aceite, la última porción del grafito sólo se mezclará o incorporará hasta obtener una homogeneidad total. Una pasta demasiado fluida dará problemas para fijar el conector de cobre-platino y demasiado seca no permitirá introducir y renovar superficie con facilidad.

Finalizado el mezclado-molienda del grafito y aceite de silicona, se toma una jeringa nueva y se le remueve el émbolo y la aguja. Con ayuda de una espátula se desprende el total de la pasta de las paredes y mano del mortero, concentrándola en el centro de este último. Enseguida, y con ayuda de la espátula, se va introduciendo la pasta hacia el interior, si se observa dificultad en el proceso se extrae la pasta, se agrega un poco más de aceite de silicona (0.05 ó 0.10 ml) y se mezcla-muele por 10 minutos más.

Compactada la pasta se le coloca la aguja y se mete a su bolsa para preservarlo mientras se prepara el electrodo de mineral. Para el electrodo de mineral (asumiendo especies reactivas) se pesan 0.3 gramos de mineral y 0.7 gramos de grafito; se vacía el mineral sobre el mortero de ágata y se muele solo por espacio de 10 minutos. Al término se agrega aproximadamente una cuarta parte del grafito y se mezclan-muelen ambos por espacio de 10 minutos, enseguida se agregan 0.10 ml de aceite silicona y se continua el proceso de mezclado por 10 minutos; con ayuda de la espátula se limpian tanto la mano como el mortero. Nuevamente se agrega otra parte del grafito, se mezcla-muele por diez minutos más, se agregan 0.10 ml de aceite y se continúa el mezclado por 10 minutos. Este proceso se repite hasta terminar de incorporar todo el grafito. El proceso de elaboración de un electrodo grafito-mineral a diferencia de la preparación de un electrodo de grafito consume aproximadamente 60 minutos. Al final de este tiempo se observa la

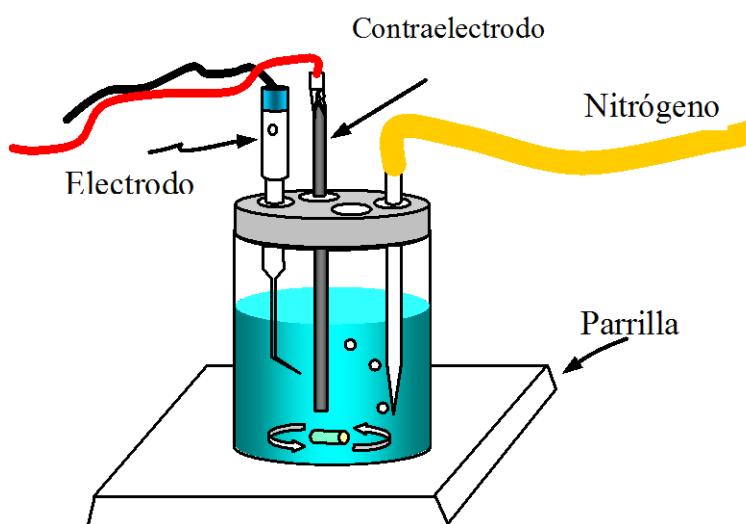


consistencia de la pasta y si es necesario se agrega un poco más de aceite, en caso contrario se procede a introducir ésta en una jeringa nueva.

### Pruebas de OCP (Open Circuit Potential)

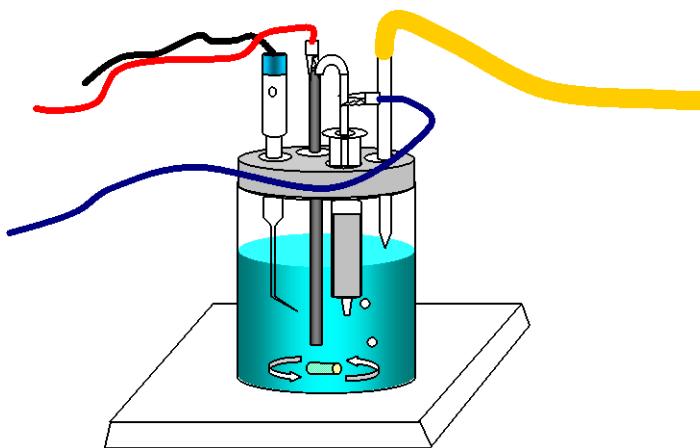
Una vez preparados los electrodos es necesario correr pruebas de potencial abierto. Estas tienen como finalidad determinar el potencial de equilibrio de los electrodos en el medio que se usará como electrolito. Para correr una prueba de OCP se procede según lo siguiente.

- En un vaso de precipitado o reactor, se vacía un volumen determinado de electrolito. Se introduce un agitador magnético de tamaño apropiado y se agita el contenido sobre la parrilla de agitación. Mediante un tubo adosado a una tapa hecha de un tapón de hule o bien maquinada en Teflón, se burbujea nitrógeno por espacio de 20 a 30 minutos (El nitrógeno se burbujea a razón de tres burbujas por minuto).
- Durante el transcurso de la agitación-burbujeo se introduce el contraelectrodo. Este último es una barra de grafito de 6.15 mm de diámetro por 152 mm de largo. La barra de grafito es de 99.9995% de carbón, grado AGKSP UltraF Alfa Aesar. Además de éste, se prepara y coloca en la celda el electrodo de referencia ( $HgO/KOH$ ,  $AgO/KOH$ ,  $Hg_2SO_4/Na_2SO_4$ ). El electrodo de referencia se posiciona sobre un capilar de Luggin el que a su vez se fija y pasa a través de la tapa, ver la Figura III.2.



**Figura III.2.-** Burbujeo del medio con nitrógeno e implementación de celda previo a prueba de OCP.

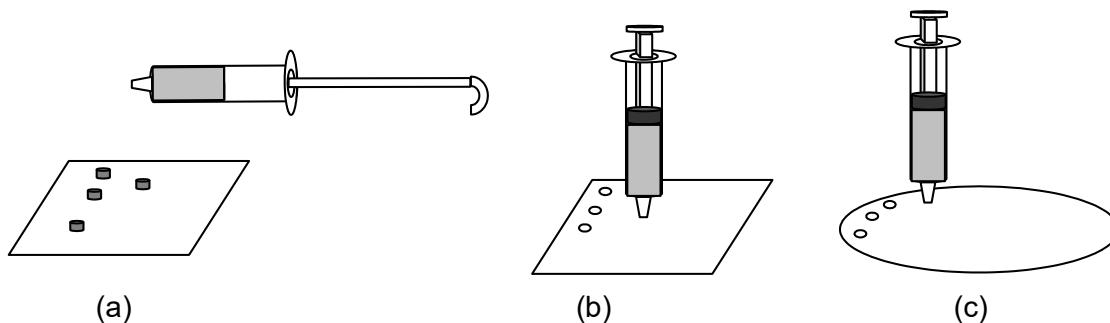
- Transcurridos los 20 a 30 minutos de burbujeo se detiene la agitación y el tubo por el que se introduce el flujo de nitrógeno se eleva de manera que quede justo por encima de la interfase gas-líquido (Figura III.3).



**Figura III.3.-** Colocación y fijación de electrodo de pasta de grafito para correr prueba de OCP.

- El electrodo con su superficie recién renovada es introducido a la celda, sumergiéndolo hasta la misma altura del electrodo de referencia. Hecho esto se activa el programa que controlará la prueba, se fijan los parámetros de esta y se inicia la prueba.

Cada vez que se corre una prueba electroquímica es necesario lavar o enjuagar el electrodo de trabajo y enseguida renovar su superficie. Para renovar la superficie del electrodo de trabajo se introduce un clip o bien el contacto cobre-platino hasta sacar una pequeña porción de pasta, se inserta entonces el émbolo y se presiona contra un papel limpio. Finalmente se liga la superficie sobre una lija 600, se limpian las orillas de la punta y se fija-conecta a la celda, ver Figura III.4.



**Figura III.4.-** Renovación de superficie del electrodo: (a) extracción de pasta trabajada, (b) compactación y renovación de superficie y (c) pulido de nueva superficie sobre lija 600.

### Pruebas de Voltametría

Para correr una prueba de voltametría se sigue el mismo procedimiento que para una prueba de OCP. Es decir, se prepara el electrodo de pasta con el mineral o compuesto químico de prueba, así como el electrolito de prueba. Hecho ello se implementa la celda y se procede a la realización de pruebas.



Comúnmente las pruebas de voltametría se programan para realizarse en serie. Para ello primeramente se fijan los límites de voltaje y enseguida se corren tres pruebas iniciales o preliminares: (1) prueba variando el voltaje hacia adelante (lado anódico), (2) prueba variando el voltaje hacia atrás (lado catódico) y (3) prueba variando el voltaje hacia delante y con agitación. Esta última prueba se realiza con el fin de determinar si los productos formados son solubles.

En el caso de que los límites de voltaje fijados sean demasiado altos o bajos, tales que ocurra pasivación o no se observe actividad de superficie, se fijan nuevos límites o corrigen los problemas y se continúa el programa de pruebas.

Los programas o software usado para programar y correr pruebas, aunque en esencia hagan o controlen lo mismo, difieren en los procedimientos o subrutinas, por lo que se deberá recurrir a los manuales para familiarizarse con la programación y conceptos que maneja cada programa. De la misma manera, algunos programas permiten el suavizados de los gráficos obtenidos; cuando este sea el caso sólo hay que suavizar hasta un grado de 5 a 6, esto porque se puede quitar como ruido alguno de los picos obtenidos.



1. García, I.F., *Fundición de precipitados del proceso Merrill-Crowe.*, in **SEXTA CONVENCIÓN CUBANA DE CIENCIAS DE LA TIERRA, GEOCIENCIAS'2015**, C.d.L.H. Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (CIPIMM), Cuba., Editor. 2015, Centro de Investigaciones para la Industria Metalúrgica, La Habana. pág.: 1-6.
2. Gamboa-Hernández, A., J.R. Parga-Torres, and H.A. Moreno-Casillas, *Recovery of silver from slags generated by melting precipitates from the Merrill-Crowe process*. The Canadian Metallurgical Quarterly, 2018. **Volume 58(2)**, pág.: pág.: 204-212.
3. PNB, E.R.E., *Video Patios-ADR Noche-Buena*, in *Videos operaciones unidad La Herradura*. 2022, Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología: Guanajauto.
4. Méndez, D., *Estudio de obtención de valores de Au y Ag por cianuración de escorias de fundición*, in *Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología*. 2023, Universidad de Gunajuato: Guanajuato. pág.: pág.: 1-127.
5. Akcil, A., et al., *Precious metal recovery from waste printed circuit boards using cyanide and non-cyanide lixiviants-A review*. Waste Management, 2015. **45**, pág.: pág.: 258-271.
6. Ubaldini, S., et al., *TREATMENT OF SECONDARY RAW MATERIALS BY INNOVATIVE PROCESSES*. CHEMISTRY JOURNAL OF MOLDOVA., 2019, pág.: pág.: 1-16.
7. Riekola-Vanhainen, M., *Talvivaara mining company – From a project to a mine*. Minerals Engineering, 2013. **Volume 48**, pág.: pág.: 2 - 9.
8. Virolainen, S., *HYDROMETALLURGICAL RECOVERY OF VALUABLE METALS FROM SECONDARY RAW MATERIALS,CHAPTER 3*. 2013, Lappeenranta University of Technology: Lappeenranta University of Technology, Lappeenranta, Finland on the 11th of December, 2013, at noon. pág.: pág.: 1-93.
9. Leigh, A.H., *Precious metals refining practice*. 1970, K. C. Corporation: Salt Lake City, Utah.
10. Binnemans, K., et al., *Hydrometallurgical Processes for the Recovery of Metals from Steel Industry By-Products: A Critical Review*. Journal of Sustainable Metallurgy, 2020. **Vol. 6**, pág.: pág.: 505-540.
11. Ilyas, S. and J. Lee, *Cyanidation of Gold-Bearing Ores*, in *Gold Metallurgy and the Environment*, C. Press, Editor. 2018, Taylor & francis Group: Boca Raton, London, New York.
12. Marsden, J.O. and C.I. House, *The Chemistry of Gold Extraction*. 2nd Edition ed. 2006, Littleton Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. 680.
13. Fleming, I., *Gold Hydrometallurgy*, SGS, Editor. 2014: Montreal, Canadá. pág.:1-112.
14. Gupta, C.G. and T.K. Mukherjee, *Hydrometallurgy in Extraction Processes*, ed. C. Press. Vol. Volume II. 2000, Boca Ratón, Florida. 280.
15. Habashi, F., *The theory of cyanidation*. Transactions Society of Mining Engineers, 1966(September), pág.: 236
- 239.
16. Domic-Mihovilovic, E., *Hidrometalurgia, fundamentos y aplicaciones*. Consejo Minero de Chile A.G. Santiago,. 2001, Santiago de Chile. 947.
17. Habashi, F., *Historical Metallurgy Notes: One Hundred Years of Cyanidation*. CIM Bulletin, 1987. **80**(905), pág.: 108.
18. Haque, K.E., *The Role of Oxygen in Cyanide Leaching of Gold Ore*. CIM Bulletin, 1992. **85**(963), pág.: 31-38.
19. Ellis, S. and G. Senanayake, *The effects of dissolved oxygen and cyanide dosage on gold extraction from a pyrrhotite-rich ore*. Hydrometallurgy, 2004. **72**, pág.: pág.:39-50.
20. Senanayake, G., *Gold leaching by copper(II) in ammoniacal thiosulphate solutions in the presence of additives. Part I: A review of the effect of hard–soft and Lewis acid-base*



*properties and interactions of ions.* Hydrometallurgy, 2012. **Volume 115, 116**, pág.: pág.: 1-20.

21. Macías, G., *Estudio cinético de la lixiviación de plata metálica en soluciones que contienen tiosulfato, sulfito, nitrito y cobre*, in *Metalurgia Extractiva*. 2015, Centro de Investigación y de Estudios Avanzados del IPN, Unidad Saltillo: Ramos Arizpe, Coahuila.
22. Alymore, M.G. and D.M. Muir, *Thiosulfate Leaching of Gold-A Review*. Minerals Engineering, 2001. **Volume 14(2)**, pág.: 135-174.
23. Alymore, M., *Thiosulfate Leaching of Gold*, in *Tenova, Mining & Minerals (Australia) Pty Ltd*, t.I.S. Hydrometallurgy 2014, Editor. 2014: British Columbia, Canada.
24. Nava, J.L. and I. González, *Los electrodos de pasta de carbono en el estudio electroquímico de minerales metálicos*. Química Nova, 2005. **28(5)**, pág.: 901-909.
25. Nava, J. and I. González, *Las técnicas electroquímicas y los electrodos de pasta de carbono en el estudio de los mecanismos de disolución de minerales metálicos*. Boletín de Sociedad Química México, 2007. **1(1)**, pág.: 2-18.
26. Wang, J., *Analytical Electrochemistry*. 3a Edición ed. 2006, New Jersey: Wiley & Sons.
27. Alymore, M., *THIOSULFATE LEACHING OF GOLD, Current knowledge/future prospects*. 2014, Hydrometallurgy 2014: 7th International Symposium, Victoria, British Columbia, Canada.
28. Laplante, A., *Determinación de Oro Recuperable por Grametría (ORG)*. 2000, Fresnillo, PLC.
29. Peters, E., *The Physical Chemistry of Hydrometallurgy*, in *International Symposium on Hidrometallurgy*, D.J.I.E.a.R.S. Shoemaker, Editor. 1973, The Metallurgical Society of AIME: Chicago, Illinois, U.S.A. pág. 205-228.
30. Ugarte, G., *Apuntes de Hidrometalurgia*, in *Seminario de Hidrometalurgia*. 1985: San Luis Potosí. pág.: 1-205.
31. Delahay, P., M. Pourbaix, and P.V. Rysselberghe, *Potential-pH Diagrams of Silver*. Journal of the Electrochemical Society, 1951, pág.: 65-67.
32. Delahay, P., M. Pourbaix, and P.V. Rysselberghe, *Potential-pH Diagrams*. Journal of Chemical Education, 1950, pág.: 683-688.
33. Garrels, R.M. and C.L. Christ, in *Solutions Minerals and Equilibria*. 1978, Freeman, Cooper & Company: San Francisco, California.
34. Wadsworth, M.E., *Hydrometallurgy, Past, Present and Future*, in *Hydrometallurgy, Research, Development and Plant Practice*, A.K.O.-A.a.J.D. Miller, Editor. 1982, The Metallurgical Society of AIME: Atlanta, Georgia. pág. 3-39.