



ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE CHIMBORAZO
FACULTAD DE CIENCIAS
CARRERA DE INGENIERÍA QUÍMICA

**“RECUPERACIÓN DE ORO A PARTIR DE TARJETAS DE
CIRCUITOS IMPRESOS DE APARATOS ELÉCTRICOS Y
ELECTRÓNICOS DESCARTADOS CON TIOSULFATO DE SODIO
COMO AGENTE LIXIVIANTE”**

TRABAJO DE TITULACIÓN

TIPO: Proyecto de investigación

Presentado para optar por al grado académico:

INGENIERA QUÍMICA

AUTORA: KARLA NATHALY GARCÉS VILEMA

TUTOR: Dr. FAUSTO MANOLO YAULEMA GARCÉS

Riobamba – Ecuador
2018

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE CHIMBORAZO
FACULTAD DE CIENCIAS
ESCUELA DE INGENIERÍA QUÍMICA

El Tribunal del Trabajo de Titulación certifica que: El trabajo de investigación: **“RECUPERACIÓN DE ORO A PARTIR DE TARJETAS DE CIRCUITOS IMPRESOS DE APARATOS ELÉCTRICOS Y ELECTRÓNICOS DESCARTADOS CON TIOSULFATO DE SODIO COMO AGENTE LIXIVIANTE”** de responsabilidad de la señorita Karla Nathaly Garcés Vilema, ha sido minuciosamente revisado por los Miembros del Tribunal de Titulación, quedando autorizada su presentación.

FIRMA

FECHA

Dr. Fausto Manolo Yaulema Garcés
**DIRECTOR DEL TRABAJO DE
TITULACIÓN**

Ing. Carlos Alcívar Medina Serrano
MIEMBRO DEL TRIBUNAL

© 2018, Karla Nathaly Garcés Vilema

Se autoriza la reproducción total o parcial, con fines académicos, por cualquier medio o procedimiento, incluyendo la cita bibliográfica del documento, siempre y cuando se reconozca el Derecho de Autor

“Yo, Karla Nathaly Garcés Vilema, declaro que el presente trabajo de titulación es de mi autoría y que los resultados del mismo son auténticos y originales. Los textos constantes en el documento que provienen de otra fuente están debidamente citados y referenciados. Como autora, asumo la responsabilidad legal y académica de los contenidos de este Trabajo de Titulación y el patrimonio intelectual del mismo pertenece a la Escuela Superior Politécnica de Chimborazo”

Riobamba, 17 de agosto del 2018

Karla Nathaly Garcés Vilema

C.I. 060431737-0

DEDICATORIA

El presente Trabajo de Titulación va dedicado Dios por guiarme, protegerme y demostrarme su amor día a día.

A mis padres Hernán y Grimaneza, quienes han sido mi ejemplo a seguir y han brindado su amor y apoyo incondicional durante cada paso que he dado en mi vida, junto a mi hermano Santiago por ser el pilar fundamental en mi vida. A mi hermana Eliana (+) quien dejó una profunda huella en mi corazón con su amor, apoyo, enseñanzas y consejos que los recordaré por siempre.

Karla.

AGRADECIMIENTO

Agradezco Dios por haberme guiado a lo largo de mi vida y permitirme concluir esta nueva etapa.

A mi familia, en especial a mis padres por confiar plenamente en mí, por apoyarme en cada decisión, enseñarme a superar los problemas y adversidades que se han presentado y por supuesto agradezco el amor que me han brindado. A mi primo Iván que ha sido como un hermano, junto con su familia que no han dudado en brindarme su ayuda y cariño en todo momento.

Al Doctor Fausto Yaulema quien ha sido un gran apoyo no sólo en la realización del presente trabajo, sino a lo largo de mi carrera. Agradezco además a aquellos docentes de la Escuela Superior Politécnica de Chimborazo que han impartido con disciplina sus materias ya que me han permitido tener una formación académica de calidad.

Al Departamento de Metalurgia Extractiva de la Escuela Politécnica Nacional por abrirme sus puertas y brindarme el auspicio financiero con el proyecto PII-DEMEX-2017 para la realización del presente trabajo. Gracias a todos los docentes y personal del mismo por todo el apoyo brindado y los conocimientos impartidos. A mis compañeros tesisistas gracias por su amistad y cada uno de los momentos y experiencias compartidas a lo largo de este tiempo, los llevaré siempre en mi corazón.

Al Ing. Sebastián Gámez quien ha sido un pilar fundamental en la realización del presente trabajo, gracias por compartir sus conocimientos y brindarme su apoyo, paciencia y confianza.

A mis amigos por todas las palabras y gestos de apoyo, porque me han brindado su sinceridad y cariño en los mejores y peores momentos de mi vida, gracias por su incondicionalidad.

Karla.

ÍNDICE DE CONTENIDO

RESUMEN.....	xvii
ABSTRACT	xviii

CAPÍTULO I

1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	1
1.1 Identificación del Problema	1
1.2 Justificación de la Investigación	2
1.3 Objetivos de la Investigación	3
1.3.1 Objetivo General	3
1.3.2 Objetivos Específicos.....	3

CAPÍTULO II

2. MARCO TEÓRICO.....	4
2.1 Antecedentes de la Investigación	4
2.2 Marco Conceptual.....	5
2.2.1 Residuos de aparatos eléctricos y electrónicos (RAEE)	5
2.2.2 Tarjetas de circuitos impresos.....	8
2.2.3 Procesos hidrometalúrgicos	11
2.2.4 Lixiviación de oro con tiosulfato	13
2.2.5 Métodos de recuperación de oro de soluciones lixiviadas con tiosulfato de sodio.....	22
2.2.6 Adsorción de oro con resinas	23
2.2.7 Electrowinning	32

CAPÍTULO III

3. MARCO METODOLÓGICO.....	34
3.1 Tratamientos preliminares.....	34
3.1.1 Reducción de tamaño	34

3.1.2	Caracterización físico-química.....	36
3.1.3	Determinación de la concentración de tiosulfato libre.....	44
3.2	Ensayos de adsorción con resina de intercambio iónico.....	45
3.3	Ensayos de elución.....	46
3.4	Ensayos de Electrowinning.....	48

CAPÍTULO IV

4.	METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN.....	49
4.1	Hipótesis y variables.....	49
4.1.1	Hipótesis General.....	49
4.1.2	Hipótesis Específicas.....	49
4.1.3	Identificación de Variables.....	49
4.1.4	Operacionalización de Variables.....	51
4.2	Tipo y Diseño de Investigación.....	56
4.3	Unidad de Análisis.....	56
4.4	Población de Estudio.....	56
4.5	Tamaño de Muestra.....	56
4.6	Selección de muestra.....	56
4.7	Técnicas de Recolección de Datos.....	56

CAPITULO V

5.	RESULTADOS Y DISCUSION.....	57
5.1	Caracterización físico-química.....	57
5.1.1	Caracterización física.....	57
5.1.2	Caracterización química.....	58
5.2	Ensayos de lixiviaciones ácidas.....	60
5.3	Ensayos de lixiviación con tiosulfato de sodio.....	61
5.3.1	Efecto del tratamiento ácido previo en la recuperación de oro.....	61
5.3.2	Efecto de la concentración de tiosulfato de sodio en la recuperación de oro.....	62

5.3.3	Efecto del tiempo de lixiviación en la recuperación de oro	64
5.3.4	Efecto del porcentaje de sólidos en la recuperación de oro	65
5.4	Ensayos de adsorción con resina de intercambio iónico	66
5.4.1	Efecto de la relación resina: lixiviado en la adsorción de oro.....	66
5.4.2	Efecto del tiempo en la adsorción de oro	68
5.4.3	Efecto de la concentración de oro, plata y cobre en el lixiviado, en la adsorción de oro	68
5.4.4	Isotermas de adsorción.....	69
5.5	Ensayos de elución.....	75
5.5.1	Elución con nitrato de amonio	76
5.5.2	Elución con tiocianato de potasio	76
5.5.3	Elución con sulfato de sodio	77
5.5.4	Elución con cloruro de sodio.....	77
5.5.5	Elución con tiosulfato de sodio	78
5.5.6	Efecto del eluyente utilizado en la recuperación de oro.....	78
5.6	Ensayos de Electrowinning	79
5.6.1	Efecto del eluyente utilizado en la electrodeposición de oro	79
5.6.2	Efecto de la corriente aplicada en la electrodeposición de oro	79
	CONCLUSIONES	82
	RECOMENDACIONES	84
	BIBLIOGRAFÍA	
	ANEXOS	

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1-2 E-waste en los principales mercados LATAM.....	6
Figura 2-2 Tarjeta de circuito impreso de un disco duro de computador	8
Figura 3-2 Esquema del mecanismo electroquímico-catalítico de la lixiviación con tiosulfato	15
Figura 4-2 Diagrama Eh-pH de las especies de cobre formadas en el sistema tiosulfato-amoníaco-cobre ([S ₂ O ₃]= 1 M; [NH ₃]= 1 M; [Cu]= 50 mM)	15
Figura 5-2 Diagrama Eh-pH de las especies de cobre formadas en el sistema tiosulfato-amoníaco-cobre ([S ₂ O ₃]= 0,1 M; [NH ₃]= 0,1 M; [Cu]= 0,5 mM)	16
Figura 6-2 Diagrama Eh-pH de las especies de oro en sistema tiosulfato-amoníaco ([Au] = 2 ppm; [S ₂ O ₃]= 0,1 M; [NH ₃]= 0,1 M; [Cu]= 0,5 mM)	17
Figura 7-2 Ruta simplificada de descomposición del tiosulfato	17
Figura 8-2 Isoterma de Freundlich.....	28
Figura 9-2 Isoterma de Langmuir	29
Figura 10-2 Esquema del proceso de difusión en el intercambio iónico	30
Figura 1-3 Esquema del análisis por ensayo al fuego	39
Figura 2-3 Esquema gráfico de disgregación ácida	41
Figura 3-3 Ensayo de lixiviación ácida A) Fotografía; B) Esquema del proceso	42
Figura 4-3 Esquema del proceso de lixiviación de oro con tiosulfato de sodio.....	44
Figura 5-3 Ensayo de adsorción de oro en resina de intercambio iónico A) Fotografía; B) Esquema del proceso.....	46
Figura 6.3 Ensayo de elución de oro A) Fotografía; B) Esquema del proceso	47

ÍNDICE DE FOTOGRAFÍAS

Fotografía 1-3 Torre de tamices Tyler con un sistema de agitación Rot–Tap.....	36
Fotografía 2-3 A) Celda electrolítica conectada a la fuente de corriente; B) Celda electrolítica	48

ÍNDICE DE GRÁFICAS

Gráfica 1-5 Curva granulométrica	58
Gráfica 2-5 Efecto del tratamiento previo de la muestra en la recuperación de oro	61
Gráfica 3-5 Efecto de la concentración de tiosulfato de sodio en la recuperación de oro	63
Gráfica 4-5 Efecto del tiempo en la recuperación de oro; <i>Condiciones: 5% sólidos; [Na₂S₂O₃]= 0,7 M; NH₃ gota a gota hasta alcanzar un pH= 10,5; velocidad de agitación= 700 rpm; tiempo= 24 horas; temperatura= 20°C</i>	64
Gráfica 5-5 Efecto del aire en la recuperación de oro; <i>Condiciones: 5% sólidos; [Na₂S₂O₃]= 0,7 M; NH₃ gota a gota hasta alcanzar un pH= 10,5; velocidad de agitación= 700 rpm, tiempo=24 horas; temperatura= 20°C. A) Con aire (L/min) = 0,25 y B) sin flujo de aire</i>	65
Gráfica 6-5 Efecto del porcentaje de sólidos en la recuperación de oro; <i>Condiciones: [Na₂S₂O₃]= 1 M; NH₃ gota a gota hasta alcanzar un pH= 10,5; velocidad de agitación= 700 rpm; tiempo= 24 horas; temperatura= 20°C a 1) 5% sólidos, 2) 15% sólidos y 3) 25% sólidos ([Na₂S₂O₃]= 2 M)</i>	66
Gráfica 7-5 Efecto de la relación resina: lixiviado en la adsorción de oro; <i>Condiciones: velocidad de agitación= 600 rpm; tiempo= 24 horas; pH= 10,5; temperatura= 20 °C</i>	67
Gráfica 8-5 Efecto del tiempo en la adsorción de oro; <i>Condiciones: relación resina lixiviado= 100 g/L; velocidad de agitación= 600 rpm; tiempo= 24 horas; pH= 10,5; temperatura= 20 °C.</i> 68	68
Gráfica 9-5 Efecto de la concentración de Au, Ag y Cu del lixiviado en la adsorción de oro; <i>Condiciones: relación resina lixiviado= 100 g/L; velocidad de agitación= 600 rpm; tiempo= 24 horas; pH= 10,5; temperatura= 20 °C</i>	69
Gráfica 10-5 Isoterma de Langmuir (Oro).....	70
Gráfica 11-5 Isoterma de Langmuir (Plata)	71
Gráfica 12-5 Isoterma de Langmuir (Cobre)	72
Gráfica 13-5 Isoterma de Freundlich (Oro)	72
Gráfica 14-5 Isoterma de Freundlich (Plata).....	73
Gráfica 15-5 Isoterma de Freundlich (Cobre).....	74
Gráfica 16-5 Elución de oro; <i>Condiciones: resina: solución= 50 g/L; [NH₄NO₃]= 2 M; [Na₂SO₃]= 0,1 M; velocidad de agitación= 500 rpm; tiempo= 24 horas; pH= 8; temperatura= A) 20 °C y B) 50 °C.</i>	76
Gráfica 17-5 Elución de oro; <i>Condiciones: resina: solución= 50 g/L; [KSCN]= 100 g/L; velocidad de agitación= 500 rpm; tiempo= 24 horas; pH= 12; temperatura= A) 20 °C y B) 50 °C</i>	76

Gráfica 18-5 Elución de oro; Condiciones: resina: solución= 50 g/L; [Na ₂ SO ₄]= 2 M; [NH ₃]= 1 M; velocidad de agitación= 500 rpm; tiempo= 24 horas; pH= 11; temperatura= A) 20 °C y B) 50 °C	77
Gráfica 19-5 Elución de oro; Condiciones: resina: solución= 50 g/L; [NaCl]= 2 M; [Na ₂ SO ₃]= 0,1 M; velocidad de agitación= 500 rpm; tiempo= 24 horas; pH= 11; temperatura= A) 20 °C y B) 50 °C.....	77
Gráfica 20-5 Elución de cobre; Condiciones: resina: solución= 50 g/L; [Na ₂ S ₂ O ₃]= 1 M; [NH ₃]= 0,14 M; velocidad de agitación= 500 rpm; tiempo= 24 horas; pH= 10,5; temperatura= 20 °C..	78
Gráfica 21-5 Efecto del eluyente utilizado en la electrodeposición de oro; Condiciones: volumen de solución= 100 ml; voltaje= 1,5 V; tiempo= 1 hora; pH= 10,5; temperatura= 20 °C; se estabilizó con NH ₃ = 1 ml (nitrato de amonio y cloruro de sodio) y con Na ₂ SO ₃ = 0,1 M (tiocianato de potasio y sulfato de sodio).....	79
Gráfica 22-5 Electrowinning aplicado en solución proveniente de la elución con tiosulfato de sodio; Condiciones: tiempo= 6 horas; pH= 10,5; temperatura= 20 °C; se estabilizó con NH ₃ = 1 ml; A) Volumen de solución= 125 ml; voltaje= 0,5 V; B) Volumen de solución= 82 ml; voltaje= 1,5 V.....	80
Gráfica 23-5 Electrowinning aplicado en solución proveniente de la elución con tiocianato de potasio; Condiciones: tiempo= 6 horas; pH=12; temperatura= 20 °C; A) Volumen de solución= 75 ml; voltaje= 0,5 V; B) Volumen de solución= 60 ml; voltaje= 1,5 V.....	81
Gráfica 24-5 Electrowinning aplicado en solución proveniente de la elución con cloruro de sodio; Condiciones: tiempo= 6 horas; pH=11; temperatura= 20 °C; A) Volumen de solución= 80 ml; voltaje= 0,5 V; B) Volumen de solución= 70 ml; voltaje= 1,5 V.....	81

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1-2 Componentes de los circuitos impresos.....	9
Tabla 2-2 Comparación entre los diferentes tipos de agentes lixiviantes	12
Tabla 3-2 Tipos de resinas de intercambio iónico.....	24
Tabla 1-3 Proceso de reducción de tamaño.....	35
Tabla 2-3 Torre de tamices Tyler.....	36
Tabla 3-3 Carga fundente.....	37
Tabla 4-3 Condiciones de lixiviación de cobre.....	41
Tabla 5-3 Condiciones de ensayos de lixiviación de oro	43
Tabla 6-3 Condiciones de ensayos de elución de oro	46
Tabla 1-4 Operacionalización de Variables	51
Tabla 2-4 Matriz de consistencia	53
Tabla 1-5 Determinación del tamaño de partícula	57
Tabla 2-5 Componentes de las tarjetas de circuitos impresos.....	59
Tabla 3-5 Concentración de metales de interés contenidos en PCB's	60
Tabla 4-5 Resultados de ensayos de lixivitaciones ácidas	60
Tabla 5-5 Condiciones de ensayos de lixiviación de oro con tiosulfato de sodio.....	62
Tabla 6-5 Condiciones de ensayos de lixiviación de oro con tiosulfato de sodio.....	63
Tabla 7-5 Resultados de adsorción.....	67
Tabla 8-5 Resultados de ensayos de adsorción	69
Tabla 9-5 Datos para el ajuste de la Isoterma de Langmuir (Oro).....	70
Tabla 10-5 Datos para el ajuste de la Isoterma de Langmuir (Plata)	71
Tabla 11-5 Datos para el ajuste de la Isoterma de Langmuir (Cobre).....	71
Tabla 12-5 Datos para el ajuste de la Isoterma de Freundlich (Oro).....	72
Tabla 13-5 Datos para el ajuste de la Isoterma de Freundlich (Plata).....	73
Tabla 14-5 Datos para el ajuste de la Isoterma de Freundlich (Cobre).....	73
Tabla 15-5 Constantes de Langmuir y Freundlich para oro, plata y cobre	75
Tabla 16-5 Efecto del eluyente utilizado en la recuperación de oro	78

ÍNDICE DE ANEXOS

ANEXO A: Hoja técnica de la resina de intercambio iónico Purogold MTA5011

ANEXO B: Procedimiento para ensayos de adsorción con resina de intercambio iónico

ANEXO C: Procedimiento para ensayos de elución en resina de intercambio iónico

ANEXO D: Flujograma del proceso

ANEXO E: Fichas técnicas de ensayos realizados

INDICE DE ABREVIATURAS

1. **RAEE:** Residuos de aparatos eléctricos y electrónicos
2. **AEE:** Aparatos eléctricos y electrónicos
3. **REP:** Responsabilidad extendida del productor
4. **PCB's:** Printed circuit boards (Tarjetas de circuitos impresos)
5. **URSS:** Unión de Repúblicas Socialistas Soviéticas
6. **RIL:** Resina en lixiviado
7. **RIP:** Resina en pulpa

RESUMEN

El presente trabajo tiene como objetivo recuperar oro con tiosulfato de sodio, que es un agente lixivante eco amigable que puede mejorar la cinética de disolución de metales preciosos en comparación con el cianuro, debido a que la generación de residuos de aparatos eléctricos y electrónicos es inminente debido al creciente avance tecnológico y excesivo aumento en la producción de los mismos, por lo cual se propone su reciclaje ya que son fuente de metales base y metales preciosos como oro y plata a la espera de ser extraídos. En primera instancia, se llevó a cabo un tratamiento preliminar de acondicionamiento del material: trituración, tostación oxidante, pulverización y remoción de cobre utilizando ácido nítrico alcanzando una disolución del 93%. La lixiviación de oro se llevó a cabo a temperatura ambiente con un 5% de sólidos y una solución de 0,7 M $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$, usando NH_3 para ajustar el pH a 10,5 durante 6 horas y velocidad de agitación de 700 rpm, permitiendo una disolución del 85% de oro. Posteriormente, se evaluó el proceso de adsorción con la resina Purogold MTA5011 siendo posible adsorber el 87% de oro empleando una relación resina: lixiviado de 100 g/L durante 24 horas a temperatura ambiente. A continuación, se realizó el proceso de elución en dos etapas, la primera permite eluir el 83% de cobre con una solución de tiosulfato de sodio amoniacal, y la segunda permite la elución de oro con tiocianato de potasio alcanzando el 98% de recuperación. Finalmente, se realizó el proceso de electrowinning, aplicando una corriente de 0,5 V a la solución resultante de la elución, durante 6 horas a pH 12 y temperatura ambiente, alcanzando una recuperación de 62% de oro.

PALABRAS CLAVE: <INGENIERIA Y TECNOLOGIA QUIMICA, TECNOLOGIA DE LOS PROCESOS INDUSTRIALES, ORO (METAL)>, <MINERIA URBANA>, <HIDROMETALURGIA>, <TARJETAS DE CIRCUITOS IMPRESOS>, <TIOSULFATO>, <RESINA DE INTERCAMBIO IONICO>, <ELECTROWINNING (TECNICA)>.

ABSTRACT

The objective of this work is to recover gold with sodium thiosulfate, which is an eco-friendly leaching agent that can improve the dissolution kinetics of precious metals compared to cyanide, because the generation of waste electrical and electronic equipment is imminent, due to the increasing technological advance and excessive increase in the production thereof, therefore, recycling is proposed as they are a source of base metals and precious metals such as gold and silver waiting to be extracted. In the first instance, a preliminary conditioning treatment of the material was carried out: crushing, oxidation roasting, pulverization and copper removal using nitric acid reaching a 93% dissolution. The leaching of gold was carried out at room temperature with 5% solids and a 0.7 M $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ solution, using NH_3 to adjust the pH to 10.5 for 6 hours and stirring speed of 700 rpm, allowing dissolution of 85% gold. Subsequently, the adsorption process was evaluated with the Purogold MTA5011 resin, it being possible to adsorb 87% gold using a resin: leach ratio of 100 g / L for 24 hours at room temperature. Then, the elution process was carried out in two stages, the first one allows 83% of copper to be eluted with an ammoniacal sodium thiosulfate solution, and the second allows the elution of gold with potassium thiocyanate reaching 98% recovery. Finally, it was made the electrowinning process, applying a current of 0.5 V to the solution resulting from the elution, for 6 hours at pH 12 and room temperature, reaching a recovery of 62% gold.

KEYWORDS: <CHEMICAL ENGINEERING AND TECHNOLOGY, TECHNOLOGY OF INDUSTRIAL PROCESSES>, <GOLD (METAL)>, <URBAN MINING>, <HYDROMETALLURGY>, <PRINT CIRCUIT CARDS>, < THIOSULFATE>, <IONIC EXCHANGE RESIN>, < ELECTROWINNING (TECHNICAL)>.

CAPÍTULO I

1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Identificación del Problema

Durante los últimos años se ha vuelto imperativa la necesidad de realizar una disposición adecuada de desechos de aparatos eléctricos y electrónicos. Según datos del Instituto Nacional de Estadística y Censos (2010-2015), en seis años subió en 16,7 puntos el equipamiento de computadoras portátiles en los hogares y en 6 puntos las de escritorio. El 92,4% de la población ecuatoriana posee al menos un teléfono celular, 43 puntos más que en el 2010. Paola Contreras, gerente general BG Metal Trade (Panamá), industria dedicada a la recuperación y disposición final de residuos electrónicos en 7 países (entre ellos Ecuador), afirma que nuestro país genera 4.6 kg de chatarra electrónica por habitante, es decir, 73'600.000 kg en un año.

Por lo tanto, la realización de un tratamiento de dichos residuos conocidos también como “e-waste”, servirá para mitigar el impacto ambiental que éstos producen. Uno de estos tratamientos consiste en utilizar las PCB's de aparatos eléctricos y electrónicos como fuente de metales tales como oro: plata, paladio, platino, cobre, etc.

El presente trabajo tiene como principal objetivo la recuperación de oro a partir de dichos RAEE. Existen varias técnicas utilizadas en la industria para este fin, una de las más conocidas es la cianuración, debido a la eficiencia y bajo costo que ésta representa. Pero tiene como deficiencia su problemática ambiental, ya que es un compuesto altamente tóxico que puede causar daños a corto y largo plazo en el ambiente. Es por ello que se necesita encontrar una alternativa a ésta técnica, que permita obtener un rendimiento similar o superior de recuperación de oro y que sea menos contaminante.

Una técnica que ha mostrado ser tanto eficiente como inocua con el medio ambiente es la lixiviación con el tiosulfato de sodio, el cual, junto con iones cobre (II) y amoníaco, permiten incrementar la velocidad de disolución de metales preciosos. Por consiguiente, se pretenden realizar ensayos utilizando la técnica de lixiviación con tiosulfato de sodio, optimizando las variables del proceso hasta encontrar el mejor rendimiento de extracción de oro a partir de PCB's.

1.2 Justificación de la Investigación

La generación de RAEE es perentorio, debido al aumento excesivo en la producción y desecho de los mismos, ya que día tras día la tecnología avanza y con ello existe la necesidad de actualizar dichos dispositivos y desechar los viejos. Los dispositivos electrónicos que son descartados son almacenados y se han convertido en una problemática ambiental ya que muchos de ellos poseen materiales tóxicos que deben ser dispuestos adecuadamente.

Cabe resaltar que muchos de estos AEE poseen metales de interés industrial que podrían ser reusados. Es así que estos residuos electrónicos se han convertido en fuentes de metales base (cobre, cinc) y metales preciosos (oro y plata) que se encuentran a la espera de ser extraídos, por lo cual varios métodos han sido propuestos para extraer los metales antes mencionados.

No obstante, varios de estos métodos utilizan cianuro como agente lixivante el cual es tóxico para el medio ambiente. Cabe indicar que, en países desarrollados, entre ellos Ecuador, se ha empezado a prohibir el uso del cianuro y se han implementado métodos metalúrgicos alternativos. Uno de ellos es el uso de tiosulfato de sodio como agente lixivante el cual, junto con amoníaco e iones cobre (II), puede superar la cinética de disolución de metales preciosos del cianuro.

En este trabajo se plantea la posibilidad de implementar la lixiviación con soluciones amoniacaes de tiosulfato de sodio para la disolución de oro y la posterior recuperación del mismo mediante la extracción con resina de intercambio iónico y la técnica de electrowinning para la deposición de oro metálico en una celda catódica. Cabe indicar además que el tiosulfato de sodio no es tóxico con el medio ambiente por lo que este método a más de ser más eficiente que el cianuro es inocuo con el ecosistema.

Para proceder con la investigación se tomó como línea base trabajos previos con respecto a la técnica de recuperación de oro, y al modificar ciertas variables como: pH, concentraciones y tamaños de partícula, se podrían obtener resultados favorables en cuanto a la recuperación de oro se refiere. Por lo cual, este diseño podría ser aplicado industrialmente o como línea base para futuras investigaciones, que permitan mejorar los procedimientos para recuperar oro de PCB's, y en un futuro disminuir la explotación de minas de oro a cielo abierto, y potenciar la utilización de técnicas más eficientes y amigables con el medio ambiente.

1.3 Objetivos de la Investigación

1.3.1 Objetivo General

Recuperar oro a partir de tarjetas de circuitos impresos de aparatos eléctricos y electrónicos descartados con tiosulfato de sodio como agente lixivante.

1.3.2 Objetivos Específicos

- Realizar la caracterización físico-química de las tarjetas de circuitos impresos de aparatos eléctricos y electrónicos descartados.
- Evaluar la eficiencia del proceso de lixiviación para recuperación de oro con tiosulfato de sodio como agente lixivante.
- Evaluar la eficiencia del proceso de adsorción con la resina de intercambio iónico Purogold™ MTA5011 y electrowinning para la recuperación de oro a partir de las soluciones de tiosulfato.

CAPÍTULO II

2. MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes de la Investigación

La basura electrónica ha sido un tema de gran discusión alrededor del mundo, ya que, con el creciente avance tecnológico, ha existido en los últimos años aumento de residuos de aparatos eléctricos y electrónicos (RAEE) por persona (Bermúdez Montero, 2012, p. 1). Dichos residuos deben ser manejados adecuadamente, ya que contienen varias sustancias químicas y metales pesados como berilio, cromo, cadmio, arsénico, selenio, antimonio, mercurio y plomo que son altamente peligrosos y necesitan un depósito especial, ya que al ser tratados como residuos comunes y ser apilados en vertederos o someterlos a trituración, pueden permitir la volatilización de dichos componentes y causar peligrosos daños para el medio ambiente y para la salud del ser humano (Espinoza Echeverría, 2010, pp. 31, 32; Silva, 2010, p. 8). Por lo cual, la mejor alternativa para tratar estos residuos es el reciclaje. Basado en parámetros que se describen en políticas y regulaciones creadas alrededor del mundo y que especifican el correcto manejo y disposición de dichos residuos, tal y como indica la “DIRECTIVA 2012/19/UE DEL PARLAMENTO EUROPEO Y DEL CONSEJO de 4 de julio de 2012 sobre residuos de aparatos eléctricos y electrónicos (RAEE),” 2012. Además a nivel Sudamericano varios países ya ratificaron la Convención de Basilea en 1990 y cuentan con una legislación general de gestión de residuos (Kuehr, Magalini and Baldé, 2015, p. 28,29).

Por otro lado, los residuos electrónicos son fuente abundante de metales base y metales preciosos, por lo cual durante las últimas décadas varias investigaciones han sido destinadas a encontrar métodos para la extracción de dichos metales (Cui and Zhang, 2008, p. 1; Akcil *et al.*, 2015, p. 2). Existen métodos físicos, pirometalúrgicos, biometalúrgicos, hidrometalúrgicos y electroquímicos (Akcil *et al.*, 2015, p. 4,5). Los métodos hidrometalúrgicos se refieren a la disolución de metales en medios ácidos o alcalinos, esto se puede lograr mediante procesos de lixiviación, siendo éstos los mayormente elegidos frente a los pirometalúrgicos debido a la baja emisión de gases tóxicos y metales volátiles, mayor rendimiento de recuperación, baja energía de consumo, baja generación de residuos y fáciles condiciones de trabajo (Cui and Zhang, 2008; de la Torre, Guevara and Espinoza, 2009, p. 22; Akcil *et al.*, 2015, p. 4,5).

Previo al proceso de lixiviación, se deben realizar tratamientos de acondicionamiento de las placas de circuitos de impresión, tales como clasificación, reducción de tamaño (trituración), separación magnética, y separación del aluminio (de la Torre, Guevara and Espinoza, 2009; Akcil *et al.*, 2015, p. 5,6).

Luego, se procede con el tratamiento hidrometalúrgico, escogiendo el agente lixivante más adecuado. El industrialmente más utilizado es el cianuro, que es un reactivo que además de ser económico permite una alta recuperación de metales preciosos. No obstante, al ser un compuesto severamente tóxico, produce contaminación ambiental, además de ser un peligro inminente para los trabajadores que no manipulen adecuadamente este compuesto (de la Torre, Guevara and Espinoza, 2009; Akcil *et al.*, 2015, p. 1).

Es así que se ha visto la necesidad de encontrar agentes lixiviantes que en comparación con el cianuro sean más amigables con el medio ambiente, económicamente sustentables, eficientes y que el consumo del agente lixivante sea menor que con el cianuro. Por lo cual, varios investigadores han experimentado con otras sustancias como: agua regia, tiourea, ditióxamida y tiosulfato, siendo éste último el objeto de experimentación del presente trabajo (Serrano Campuzano, 2013; Zhang *et al.*, 2012). La lixiviación con tiosulfato de sodio requiere la presencia de amoníaco e iones Cu (II), que permitirán obtener una rápida disolución de oro contenido en el mineral (Grosse *et al.*, 2003). Cabe mencionar, que, al realizar este proceso en las tarjetas de circuitos de impresión, se necesita modificar las muestras, ya que éstas contienen alto contenido de cobre, el cual deberá ser removido mediante la aplicación de un método de lixiviación ácida, y así disminuir la concentración de cobre. Para la estabilización del cobre, se utiliza el amoníaco, que permite proteger al tiosulfato de la descomposición (Akcil *et al.*, 2015, p. 6). Para la recuperación de oro de soluciones lixiviadas con tiosulfato de sodio, existen varios métodos tales como: extracción con solventes, métodos de precipitación, resinas de intercambio iónico, adsorción con carbón activado, flotación iónica, electrodeposición (Aylmore and Muir, 2001, pp. 164–169). De acuerdo con Gámez Rivera (2014, pp. 54-56) en el “Diseño de una planta para recuperación de oro a partir de minerales sulfurados con tiosulfato de sodio como agente lixivante” la mayor recuperación de oro se obtiene con la flotación iónica por electrodeposición, obteniendo un 84,35 %.

2.2 Marco Conceptual

2.2.1 Residuos de aparatos eléctricos y electrónicos (RAEE)

Son todos aquellos materiales, componentes, subconjuntos y consumibles que forman parte de un amplio rango de aparatos eléctricos y electrónicos ya sea de uso doméstico o industrial, que han sido desechados. (‘DIRECTIVA 2012/19/UE DEL PARLAMENTO EUROPEO Y DEL CONSEJO de 4 de julio de 2012 sobre residuos de aparatos eléctricos y electrónicos (RAEE)’, 2012, sec. 3,e; Rasnan *et al.*, 2016).

2.2.1.1 Antecedentes:

Día tras día la continua innovación tecnológica produce una cantidad desmesurada de residuos electrónicos alrededor del mundo. Cada año, 47 millones de toneladas métricas de basura electrónica son generadas a nivel mundial, alcanzando los 65,4 millones en el 2017 (Lu and Xu, 2016, p. 1,2). Al ser este flujo de desechos uno de los más grandes y problemáticos a nivel mundial debido a los componentes tóxicos que estos contienen, la Universidad de las Naciones Unidas en Europa lanzó en el 2007 la Iniciativa StEP que promueve reducir drásticamente los desechos electrónicos a través del cambio de políticas, el rediseño de productos, la reutilización, el reciclaje y la creación de capacidades (Kuehr, 2007).

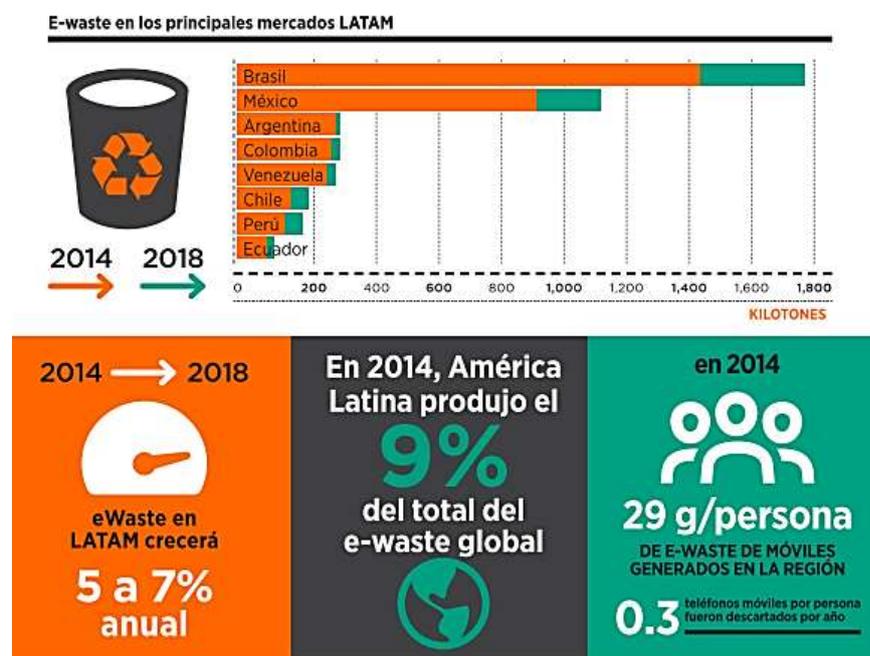


Figura 1-2 E-waste en los principales mercados LATAM

Fuente: (Kuehr, Magalini and Baldé, 2015, p. 16)

Además, cabe mencionar que en lo que respecta al marco legislativo para la gestión de residuos electrónicos en Latinoamérica, la mayoría de los países ya ratificaron la Convención de Basilea en 1990 cuyo objetivo es proteger la salud humana y el medio ambiente frente a los efectos adversos que puedan resultar de la generación, movimientos transfronterizos y gestión de los residuos peligrosos, y cuentan con una legislación general de gestión de residuos.

Ecuador tiene regulaciones nacionales para residuos peligrosos basadas en la responsabilidad del titular de los residuos, en 2013 una regulación específica de RAEE introdujo el principio de responsabilidad extendida del productor (REP), y estableció directrices de gestión específicas inspiradas en la legislación ambiental general. Además, normas específicas para el manejo de

teléfonos móviles desechados se introdujeron en 2012. Los importadores y productores son instados a presentar planes de gestión de residuos provenientes de teléfonos móviles e informar sobre los resultados obtenidos. Esto les permite obtener permisos adicionales de importación de acuerdo con una cuota determinada. En la actualidad, la cuota es de 2,5: 1, lo que significa que, por cada cinco celulares descartados y debidamente gestionados, se le permite al importador introducir dos nuevos teléfonos adicionales en el mercado, por encima de la cantidad inicial autorizada (Kuehr, Magalini and Baldé, 2015, pp. 28–31).

2.2.1.2 Clasificación

Las categorías de aparatos eléctricos y electrónicos (AEE) conforme al artículo 2, apartado 1, letra a) de la ('DIRECTIVA 2012/19/UE DEL PARLAMENTO EUROPEO Y DEL CONSEJO de 4 de julio de 2012 sobre residuos de aparatos eléctricos y electrónicos (RAEE)', 2012, pp. 54–57) se enlistan a continuación:

1. Grandes electrodomésticos.
2. Pequeños electrodomésticos.
3. Equipos de informática y telecomunicaciones.
4. Aparatos electrónicos de consumo y paneles fotovoltaicos.
5. Aparatos de alumbrado.
6. Herramientas eléctricas y electrónicas (con excepción de las herramientas industriales fijas de gran envergadura).
7. Juguetes o equipos deportivos y de ocio.
8. Productos sanitarios (con excepción de todos los productos implantados e infectados).
9. Instrumentos de vigilancia y control.
10. Máquinas expendedoras.

2.2.1.3 Composición

Un equipo electrónico contiene una amplia variedad de materiales, algunos de los cuales son valiosos, algunos tóxicos o peligrosos y otros son ambos. Este incluye los siguientes elementos (Hagelüken and Corti, 2010, p. 210):

- Metales preciosos: oro, plata, paladio y, a menor extensión, platino y rutenio.
- Metales base y metales especiales: hierro, cobre, aluminio, níquel, zinc, estaño, cobalto, selenio, indio, galio, etc.
- Sustancias peligrosas: mercurio, berilio, plomo, cadmio, arsénico, antimonio, etc.
- Halógenos: bromo, flúor, cloro
- Otras sustancias: sustancias orgánicas como plásticos, fluidos, vidrio, cerámica, etc.

2.2.2 Tarjetas de circuitos impresos

También conocidas como “plaquetas de circuitos impresos” provienen del inglés: Printed Circuit Boards (PCB’s), son dispositivos que se encuentran dentro de aparatos eléctricos y electrónicos, poseen una superficie constituida por caminos, pistas o buses de material conductor generalmente constituidas por cobre, que se encuentran laminadas sobre una base no conductora fabricada generalmente de resinas de fibra de vidrio reforzada, Pertinax, cerámica, plástico, teflón o polímeros como la baquelita. Éstas son utilizadas para conectar eléctricamente un conjunto de componentes electrónicos (Acomee, 2016, p. 1). También ciertos tipos de PCB’s pueden contener componentes como capacitores, resistores o dispositivos activos – incrustados (Department of Physics, 2015).



Figura 2-2 Tarjeta de circuito impreso de un disco duro de computador

Fuente: (Dreamstime, 2011)

Cabe mencionar que las PCB’s tienen un porcentaje aproximado del 3% del peso total de los RAEE, éstos desperdicios deben ser tratados cuidadosamente ya que si son apilados en vertederos comunes producen lixiviados que contienen compuestos tóxicos bromados, metales pesados (tales como berilio, cromo, cadmio, arsénico, selenio, antimonio, mercurio y plomo), PCDE (éteres difenílicos policlorados), PBDE (éteres difenílicos polibromados) y retardantes de llama bromados; o en el caso de ser incinerados producen emisiones tóxicas que son liberadas a la

atmósfera, incluyendo metales pesados, cenizas volátiles, dibenzo-p-dioxinas policloradas/dibenzofuranos policlorados (PCDD/Fs) y los dibenzofuranos y dibenzofuranos polibromados (PBDD/Fs). Es por ello que un reciclaje y aprovechamiento adecuado de las mismas, es imperativo (Silva, 2010; McKay, 2014, p. 7; Ning et al., 2017, pp. 7–10).

2.2.2.1 Componentes

Se estima que una tarjeta de circuitos impresos típica, está compuesta por un 40% de metales, 30% de plásticos y 30% de cerámicas de su peso total. En la Tabla 1-2 se detallan dichos componentes (Williams, 2010, p. 109).

Tabla 1-2 Componentes de los circuitos impresos

MATERIAL	COMPOSICIÓN (% PESO)
METALES (TÍPICAMENTE 40 % EN PESO)	
Cu	10 – 26,8
Al	1,33 – 4,78
Pb	0,99 – 4,19
Zn	0,16 – 2,17
Ni	0,28 – 2,35
Fe	1,22 – 8,0
Sn	1,0 – 5,28
Sb	0,06 – 0,4
Au	80 – 1000 (ppm)
Pt	4,6 – 30 (ppm)
Ag	110 – 3301 (ppm)
Pd	10 – 294 (ppm)
CERAMICA (TIPICAMENTE 30% EN PESO)	
SiO ₂	15 – 41,86
Al ₂ O ₃	6 – 6,97
Alcalinos y óxidos alcalinotérreos	6 – 9,95 ^a (^a CaO)
Titanatos, mica, etc	3
PLÁSTICOS (TIPICAMENTE 30 % EN PESO)	
Polietileno	9,9 – 16
Polipropileno	4,8
Poliéster	4,8
Epóxicos	4,8

Cloruro de polivinilo	2,4
Politetrafluoroetano	2,4
Nylon	0,9

Fuente: Williams, 2010, p. 109

2.2.2.2 Métodos de reciclaje de PCB's

Según (Ning *et al.*, 2017, pp. 7–26), con el constante avance de la tecnología y nuevas investigaciones, la diversificación de los tratamientos y técnicas de reciclaje han cambiado. Hoy en día se los clasifica de acuerdo a su grado de recuperación.

- Tratamiento directo (Opciones no ambientalmente amigables)
 - Relleno sanitario.
 - Incineración.
- Técnicas de reciclaje primarias
 - Recuperación parcial de la fracción metálica.
 - Técnicas de reciclaje pirometalúrgicas.
 - Técnicas de reciclaje hidrometalúrgicas.
 - Técnicas de reciclaje biometalúrgicas.
 - Recuperación primaria completa.
- Técnicas de reciclaje avanzado
 - Separación mecánica de la fracción metálica y la fracción no metálica.
 - Separación basada en la densidad.
 - Separación magnética.
 - Separación electrónica basada en la conductividad.
 - Reciclaje directo de la fracción no metálica.
 - Modificación de la fracción no metálica.

2.2.2.3 Antecedentes:

En las últimas décadas, las investigaciones sobre reciclaje de PCB´s de aparatos eléctricos y electrónicos han logrado grandes avances, sin embargo, también existen algunos obstáculos técnicos que limitan la aplicación industrial del reciclaje de WPCB´s (Lu and Xu, 2016, p. 29).

Estos recursos son conocidos como “*minas urbanas*”, ya que, en una estimación aproximada, un tercio del peso de WPCB´s consiste en metales, principalmente Cu (~ 16%), Sn (~ 4%), Fe (~ 3%), Ni (~2%) y Zn (~1%) y metales preciosos como Au (0.039%), Ag (0.156 %), Pd (0.009%) (Chen *et al.*, 2013, p. 1), que se utilizan como materiales de contacto o capas de recubrimiento debido a su conductividad eléctrica y estabilidad química; estos metales son 10 veces más abundantes que los existentes en una mina natural (Lu and Xu, 2016, p. 29).

Se estima que una tonelada métrica de PCB´s puede contener entre 80 y 1500 gr de oro y entre 160 y 210 kg de cobre. Estos datos ratifican el hecho de que la extracción de metales preciosos de PCB´s permitiría obtener de 40 a 800 veces más oro y 30 a 40 veces más cobre, que de las minas existentes en Estados Unidos (McKay, 2014, p. 10).

Por lo tanto, es obvio que el reciclaje de metales preciosos de WPCB´s es muy significativo, por ejemplo, el reciclaje de oro y otros metales preciosos de WPCB´s en China en 2007 ascendió a US \$2.600 millones, mientras que otros metales aportaron US \$0.400 millones adicionales (Hagelüken and Corti, 2010, pp. 213–215). Sin embargo, estas actividades de reciclaje se producen predominantemente en industrias informales no reglamentadas con procesos artesanales sin controles de contaminación (Lu and Xu, 2016, p. 29). Por lo cual las técnicas de reciclaje primarias y avanzadas son las más recomendables para la implementación a nivel industrial.

2.2.3 Procesos hidrometalúrgicos

Son aquellos que permiten el reciclaje de PCB´s mediante una serie de lixiviaciones ácidas y básicas. Antes de realizar este método es imperativa la aplicación de un tratamiento previo que consiste, en primaria instancia, la remoción de partes y componentes de eléctricos y electrónicos, seguida de una reducción de tamaño (Cui and Zhang, 2008, p. 235).

Este tipo de procesos ofrecen mayores beneficios frente a los pirometalúrgicos, debido a que son más precisos, altamente predecibles, fácilmente controlados, con baja emisión de gases tóxicos y

metales volátiles, mayor rendimiento de recuperación, baja energía de consumo y baja generación de residuos (Akcil et al., 2015, p. 4; Ning et al., 2017, p. 14).

2.2.3.1 Principales agentes lixiviantes:

El agente más conocido a nivel industrial es el cianuro que ha sido utilizado con éxito desde finales del siglo XIX debido a su eficacia en la disolución de metales preciosos y a su viabilidad económica, éste es un agente que mediante un proceso electroquímico oxida el oro y reduce el oxígeno (de la Torre, Gámez and Pazmiño, 2014, pp. 2–4), es decir, implica el uso de diferentes sales de cianuro como agentes de lixiviación que forman complejos de oro en la solución alcalina. Pero debido a los efectos ambientales negativos, el uso de cianuro en la mayoría de los países está estrictamente controlado, para reducir el riesgo de daños al medio ambiente o la muerte por el mal uso o mal manejo, motivo por el cual se han buscado nuevas alternativas, que generen excelentes porcentajes de extracción y una mejor aceptación ante las entidades mineras de control ambiental. Esto puede lograrse con el uso de agentes lixiviantes tales como: tiourea, tiosulfato, haluros, entre otros, los cuales, durante las últimas décadas han sido objeto de investigación a nivel mundial (Akcil et al., 2015, p. 5). En la Tabla 2-2 encontramos una comparación entre los principales agentes lixiviantes estudiados a nivel mundial:

Tabla 2-2 Comparación entre los diferentes tipos de agentes lixiviantes

Agente lixiviante	Ventajas	Desventajas
Ácido y mezcla de ácidos	Alta velocidad de disolución	Corrosivo, alta concentración de ácido requerida
Cianuro	Bajo costo, alta estabilidad, baja dosificación	Alta toxicidad, velocidad de lixiviación lenta
Tiourea	Baja toxicidad	Dificultad en la recuperación, alto costo.
Tiosulfato	Alta selectividad, no tóxico y no corrosivo.	Sensible al cambio de pH
Haluro	Alta velocidad de lixiviación, buena selectividad	Alto costo, irritación ambiental
Peróxido de hidrógeno	Baja toxicidad	Necesita la ayuda de un ácido

Fuente: (Ning et al., 2017, p. 15).

2.2.4 Lixiviación de oro con tiosulfato

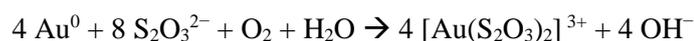
El tiosulfato ($S_2O_3^{2-}$), es un reactivo químico utilizado en varios campos, tales como la fotografía, la industria farmacéutica, la industria agrícola (fertilizantes), medicina (antídoto por intoxicación con cianuro), entre otros (Cui and Zhang, 2008, p. 237).

En la industria metalúrgica, la disolución de oro y plata utilizando tiosulfato ha sido reconocida por más de un siglo atrás. El primer informe sobre el uso de tiosulfato para la recuperación de metales preciosos se da en 1905, mediante un método conocido como el proceso de von Patera el cual utilizó un sistema amoníaco-tiosulfato para la recuperación de oro de un mineral, después de esto, varias décadas pasaron sin mucho progreso hasta que, en 1979 Berezowski y Sefton renovaron el interés en el uso de este agente liviante para la recuperación de oro proveniente de diferentes tipos de minerales, posteriormente en varios países se han desarrollado estudios e investigaciones para conocer el comportamiento de este agente lixivante, sus efectos, ventajas y desventajas (Akcil et al., 2015, p. 6; Zhang and Senanayake, 2016, pp. 3–6).

Es por ello, que el tiosulfato puede ser una posible alternativa para la cianuración, especialmente para los minerales o concentrados de cobre-oro, preg-robbing, refractarios o altos en plata, donde la cianuración no es eficiente debido a la baja extracción de oro y plata y o el alto consumo de reactivo (Senanayake and Zhang, 2012, p. 2). Además, en lo que respecta al ámbito económico aunque el precio varía según la ubicación, el cianuro de sodio cuesta alrededor de US \$ 2.00 por kilogramo, mientras que el tiosulfato de amonio cuesta alrededor de US \$ 0.10 por kilogramo, por lo tanto, si el consumo de reactivo no es alto, el tiosulfato puede ser más económico que el cianuro (Aylmore and Muir, 2001, p. 137).

2.4.4.1 Mecanismo de reacción

La acción del tiosulfato por sí solo reacciona con el oro metálico contenido dentro del mineral, pero la reacción es muy lenta y toma un tiempo prolongado, mayor al requerido en cianuración, como se muestra en la reacción descrita a continuación (Aylmore and Muir, 2001, p. 137; Grosse *et al.*, 2003, p. 4).



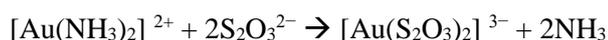
Es por ello que para acelerar la disolución de oro metálico en los procesos de lixiviación con tiosulfato como agente lixivante, se necesita la presencia de amoníaco líquido e iones cobre (II) disueltos, los cuales a través de un conjunto de reacciones redox permiten transformar el oro metálico en el complejo oro-tiosulfato (Cui and Zhang, 2008, p. 237).

El amoníaco y los iones cobre (II) forman el complejo cuprotetramina el cual es el responsable de acelerar la disolución del oro de 18 a 20 veces (Grosse *et al.*, 2003, p. 4; Gámez, 2014, p. 4; Xu *et al.*, 2017, p. 3). La cuprotetramina oxida el oro metálico contenido dentro del mineral y forma el complejo diamino auroso, además el cobre (II) es reducido a cobre (I) el cual es re-oxidado con la ayuda del oxígeno disuelto en solución. Mientras tanto el complejo diamino auroso reacciona con el tiosulfato y produce el complejo aurotiosulfato (Grosse *et al.*, 2003, p. 4; Gámez, 2014, p. 4,5).

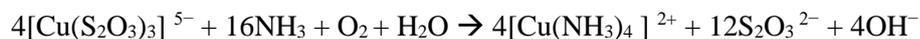
La lixiviación de oro en el sistema amoníaco-tiosulfato-cobre (II) se explica con las siguientes reacciones.



El compuesto diamino auroso formado en la reacción anterior, reacciona con el tiosulfato de sodio formando el complejo oro-tiosulfato de la siguiente manera:



Por último, el cobre (I) vuelve a oxidarse debido a la presencia del oxígeno disuelto para formar nuevamente la cuprotetramina y de esa forma continuar con la lixiviación:



Reacción global:



La esencia de esta reacción es un proceso electroquímico que consiste en la oxidación del oro en el ánodo y la reducción de oxígeno en el cátodo, tal como se muestra en la Figura 2-2.

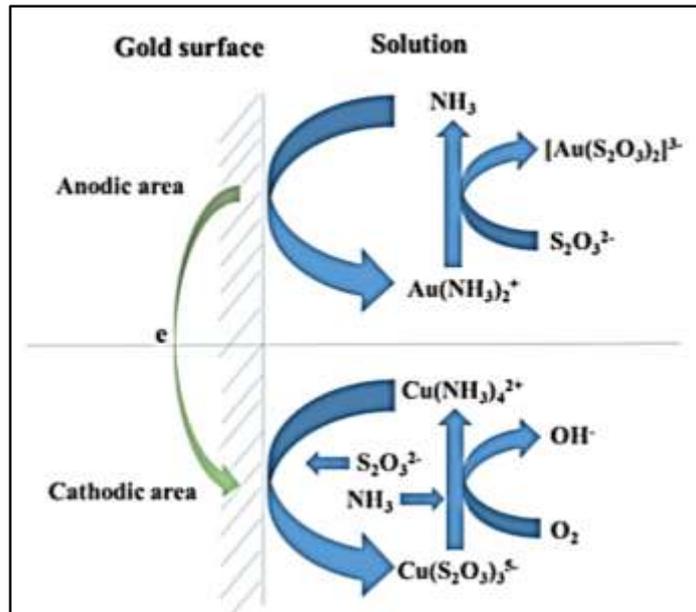


Figura 3-2 Esquema del mecanismo electroquímico-catalítico de la lixiviación con tiosulfato

Fuente: (Xu et al., 2017, p. 3)

2.2.4.2 Termodinámica del proceso

El proceso de lixiviación con tiosulfato como agente lixivante es muy complejo y su eficacia depende de la estabilización del complejo cuprotetramina. En la Figura 4-2 se muestra un diagrama de Pourbaix de las especies de cobre formadas en el sistema tiosulfato-amoníaco-cobre a elevadas concentraciones de los reactivos de lixiviación.

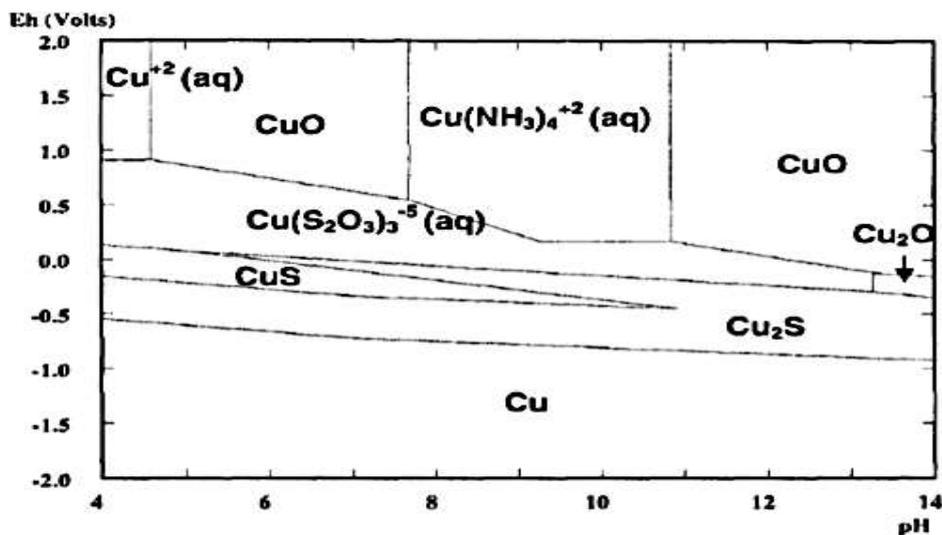


Figura 4-2 Diagrama Eh-pH de las especies de cobre formadas en el sistema tiosulfato-amoníaco-cobre ($[S_2O_3] = 1 \text{ M}$; $[NH_3] = 1 \text{ M}$; $[Cu] = 50 \text{ mM}$)

Fuente: (Aylmore y Muir, 2000, p. 141)

La estabilidad de la cuprotetramina depende tanto del potencial de oxidación como del valor de pH que tenga la solución (Aylmore and Muir, 2001, p. 140). No basta con elevar el pH de la solución adicionando amoníaco para estabilizar el complejo amino responsable de la disolución de oro, ya que, si el potencial de oxidación desciende por debajo de 0,5 V, se estabiliza la especie $\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_3^{5-}$, la cual no ayuda a la disolución de oro. Además, si se trabaja a potenciales más bajos, el cobre puede precipitar como sulfuros u óxidos los cuales pasivan la superficie del oro y evita su disolución (Aylmore and Muir, 2001, p. 137; Gámez, 2014, pp. 6–10).

Si las concentraciones de los reactivos de lixiviación disminuyen, la región de estabilidad del complejo cuprotetramina decrece, como se muestra en la Figura 5-2.

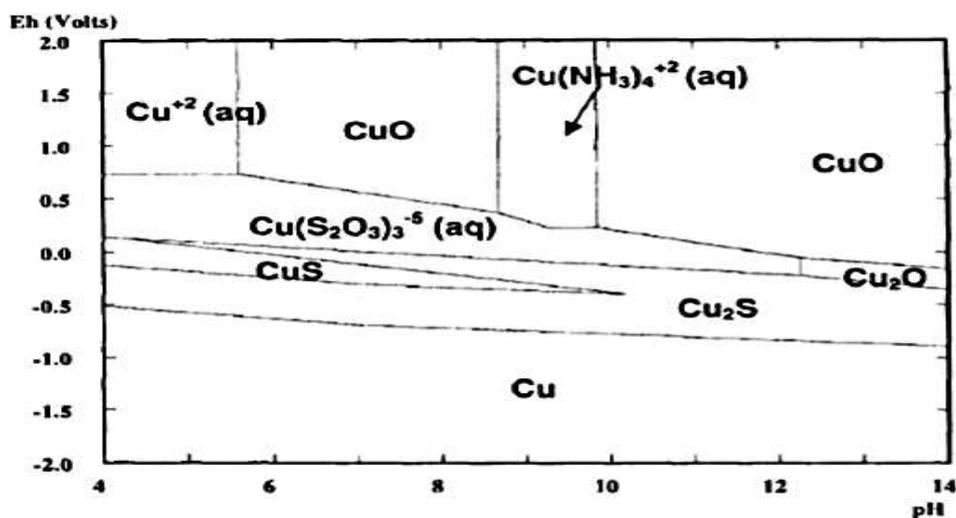


Figura 5-2 Diagrama Eh-pH de las especies de cobre formadas en el sistema tiosulfato-amoniaco-cobre ($[\text{S}_2\text{O}_3] = 0,1 \text{ M}$; $[\text{NH}_3] = 0,1 \text{ M}$; $[\text{Cu}] = 0,5 \text{ mM}$)

Fuente: Aylmore y Muir, 2000, p. 142

Además, se debe tener en cuenta que la disminución de la concentración de los reactivos de lixiviación permite un aumento en la región de estabilidad de los óxidos y sulfuros de cobre (Aylmore and Muir, 2001, p. 140). Es así que se debe tener un equilibrio adecuado entre el potencial de oxidación (mediante la adición de oxígeno) y el pH de la solución para conseguir una rápida disolución de oro y evitar la pasivación del mismo. Otro aspecto a tener en cuenta, es la estabilidad del complejo oro-tiosulfato frente al compuesto diamino auroso. Como se puede observar en la Gráfica 4-2, el incremento del pH favorece la estabilidad del complejo diamino auroso (Aylmore and Muir, 2001, p. 140; Gámez, 2014, pp. 6–10).

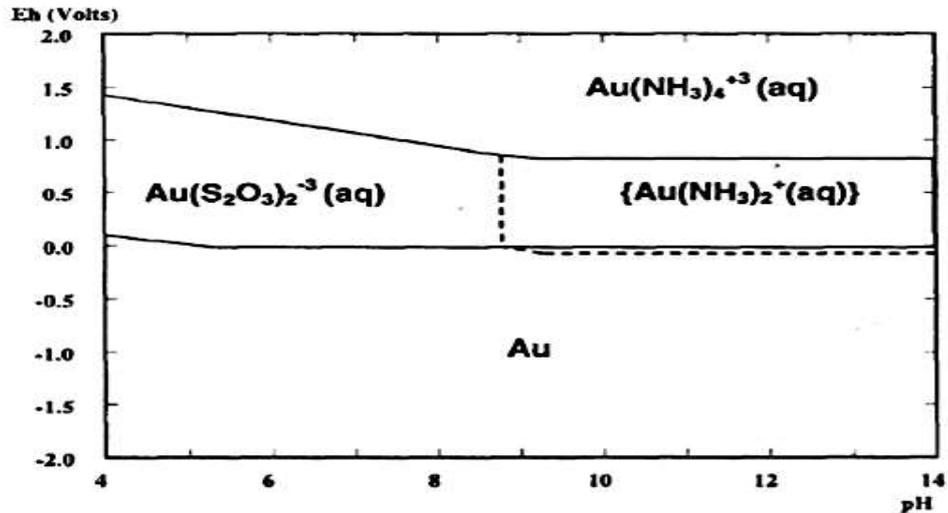


Figura 6-2 Diagrama Eh-pH de las especies de oro en sistema tiosulfato-amoniaco ([Au] = 2 ppm; [S₂O₃]= 0,1 M; [NH₃]= 0,1 M; [Cu]= 0,5 mM)

Fuente: Aylmore y Muir, 2000, p. 142

Cabe resaltar que la disolución de oro usando sistemas amoniacales de tiosulfato con presencia de iones cobre (II) es factible a potenciales de oxidación mayores a 0,5 V. A un valor superior de dicho potencial, se logra estabilizar la cuprotetramina, responsable de la disolución de oro, y también el complejo oro-tiosulfato. A pesar de mantener las condiciones apropiadas para favorecer la acción de la cuprotetramina en la disolución de oro, se debe considerar a otras especies de cobre que pueden intervenir en el proceso de lixiviación (Senanayake, 2012, pp. 5–6; Gámez, 2014, p. 9).

- Descomposición del tiosulfato (formación de politionatos)

El tiosulfato contenido en una solución amoniacal es metaestable y tiende a descomponerse en algunos productos intermedios como se muestra en la Figura 7-2:

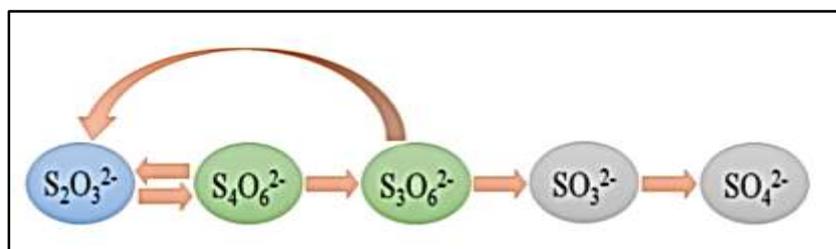
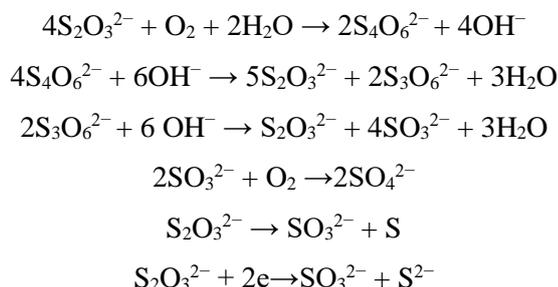


Figura 7-2 Ruta simplificada de descomposición del tiosulfato

Fuente: (Xu et al., 2017, p. 4)

Entre las principales reacciones que puede sufrir el tiosulfato se encuentran las siguientes (Xu et al., 2017, pp. 3–5):



Tanto el oxígeno disuelto como los iones cobre (II), reaccionan con el tiosulfato para formar politionatos. En condiciones ácidas el tiosulfato puede transformarse en tetracionatos, tritionatos o incluso en sulfuros. Sin embargo, en condiciones básicas el tiosulfato es más estable siempre y cuando no se mantengan potenciales de oxidación elevados. Es así que, a bajas concentraciones de iones cobre (II) y oxígeno disuelto, se logra disminuir la conversión del tiosulfato en politionatos (Gámez, 2014, p. 10,11)

La presencia de estos politionatos produce varios efectos negativos que disminuyen la recuperación de oro en el lixiviado. En primera instancia, se incrementa el consumo de tiosulfato durante la lixiviación, además se da la disminución en la disolución de oro al descender la concentración de iones cobre (II) y tiosulfato. Otro aspecto negativo constituye la interferencia de los politionatos en las posteriores técnicas de recuperación de oro de los lixiviados (Gámez, 2014, pp. 11–13; Xu et al., 2017, pp. 4–5)

2.2.4.3 Medidas para la reducción del consumo del tiosulfato

- Control de las condiciones de reacción

Las condiciones de reacción favorables son importantes para controlar el consumo de tiosulfato y promover la disolución del oro, aunque la disolución del oro se ve evidentemente potenciada por una alta concentración de Cu (II), el consumo de tiosulfato derivado de su oxidación por Cu (II) también aumenta marcadamente. Las soluciones concentradas de tiosulfato, el exceso de oxígeno disuelto y la alta temperatura causan un alto consumo de tiosulfato, pero las soluciones diluidas de tiosulfato, la baja concentración de oxígeno (por ejemplo, condición anaeróbica) y la baja temperatura hacen que la disolución del oro sea muy lenta. Además, las concentraciones de reactivos, el pH de la solución también se debe mantener en un rango apropiado; se prefiere un rango de pH de 9-10,5 para estabilizar simultáneamente el complejo de tiosulfato y amoníaco de

cobre (Molleman and Dreisinger, 2002, pp. 1–21). Además, la relación de concentración de Cu (II) a Cu (I) también es un factor crítico para el consumo de tiosulfato y la disolución de oro porque la relación determina el potencial de oxidación de la solución de lixiviación. El oxígeno juega un papel importante en el cambio de la relación oxidando Cu (I) a Cu (II), pero este no debe estar en exceso ya que puede oxidar el tiosulfato a sulfatos y tetratonatos, es por ello que se prefiere el uso de nitrógeno, ya que este no produce un consumo excesivo de tiosulfato a diferencia del oxígeno. Además, la concentración de tiosulfato-amoniaco debe mantenerse en un rango de 0.5-1.0 para asegurar la regeneración de Cu (II) (O'Malley, 2002, p. 26; Xu et al., 2017, p. 5,6).

La mayoría de las condiciones de reacción mencionadas cambian constantemente durante la lixiviación, por lo que es muy difícil controlar con precisión cada una de ellas. Sin embargo, la adopción de concentraciones relativamente bajas de reactivo bajo un suministro limitado de oxígeno es un método relativamente fácil para disminuir el consumo de tiosulfato. Se demostró que se puede lograr una disolución de oro satisfactoria y un consumo insignificante de tiosulfato con bajas concentraciones de amoníaco (0,2 M), tiosulfato (0,2 M) y Cu (II) (1,6 mM) bajo aireación continua (0.2 L/min de aire) (Lampinen, Laari and Turunen, 2015, p. 3). Además, el potencial de equilibrio redox de Cu (II)/Cu (I) es un factor clave para la lixiviación de tiosulfato y posiblemente sea un medio eficaz para mejorar el proceso, debiendo ajustarse a un rango apropiado para cada tipo de mineral, mediante el control de las concentraciones de tiosulfato, cobre, amoníaco y oxígeno disuelto (Xu et al., 2017, p. 5,6).

- **Uso de aditivos**

- Aditivos inorgánicos

Algunos aditivos inorgánicos se pueden dedicar a reducir el consumo de tiosulfato. En la etapa de desarrollo inicial, se añade SO_3^{2-} y S^{2-} , logrando reducir el tetratonato a tiosulfato en medios alcalinos, y el tritronato y el tetratonato también pueden reducirse a través de sulfato por S^{2-} . Sin embargo, el S^{2-} precipitará oro disuelto e impedirá la lixiviación del oro. Además se confirmó que el hexametafosfato y ortofosfato puede disminuir el consumo de tiosulfato y mejorar la disolución del oro, y el hexametafosfato tiene un mejor efecto porque no solo estabiliza el Cu (II) formando complejos con el ión cúprico en el sitio de coordinación axial (Feng and Van Deventer, 2011, p. 38,39). La influencia de cationes, incluyendo calcio, sodio y amonio, en la lixiviación de un concentrado de pirita ha sido estudiada por Feng y Van Deventer, mostrando que el tiosulfato de calcio y el tiosulfato de sodio tienen mejor efecto sobre la lixiviación de oro y consumo de tiosulfato, respectivamente (Feng and Van Deventer, 2010, pp. 120–126; Xu et al., 2017, p. 6).

- Aditivos orgánicos macromoleculares

Existen varios aditivos utilizados para disminuir el consumo de tiosulfato durante la lixiviación. Entre los principales se encuentran la carboximetilcelulosa (CMC), el ácido etilendiaminotetraacético (EDTA), el hexametáfosfato de sodio (SHMP), la glicina, Gempolym M47, el ácido húmico (HA) (Senanayake, 2012, p. 3; Xu et al., 2017, p. 7). Dichos compuestos poseen la capacidad de formar enlaces coordinados con metales pesados polivalentes disueltos (Feng and Van Deventer, 2010, pp. 120–126; Gámez, 2014, p. 22; Xu et al., 2017, p. 6).

Compuestos como CMC y EDTA compiten con el tiosulfato para formar enlaces coordinados con los iones cobre (II) y de esta forma reducen el consumo del agente lixivante durante la disolución de oro, además otro impacto positivo de estos aditivos, tal como el SHMP permite la remoción de capas pasivantes como sulfuros de cobre o hidróxidos de hierro (Feng and Van Deventer, 2011, p. 115).

Sin embargo, se debe tener en cuenta que una excesiva cantidad de estos aditivos es perjudicial para la recuperación de oro en el lixiviado. En el caso del EDTA, al adicionar elevadas cantidades de este reactivo a la solución lixivante, mayor cantidad de iones cobre (II) son acomplejados por el EDTA y por ende la concentración de cuprotetramina disminuye. No obstante, no se puede generalizar las cantidades idóneas a añadir de dichos reactivos en el proceso de lixiviación con soluciones amoniacaes de tiosulfato, ya que su concentración dentro de la solución lixivante depende de las características del mineral a tratar (Gámez, 2014, pp. 22–24; Xu *et al.*, 2017, p. 7).

- **Generación de tiosulfato in situ**

El tiosulfato es producido a partir de sulfito (SO_3^{2-}), polisulfuro (S_n^{2-}) y azufre elemental (S^0), o politionato ($\text{S}_n\text{O}_m^{2-}$). Por ejemplo, el S^0 en un residuo de lixiviación ácida se oxidó a tiosulfato durante la oxidación a presión alcalina bajo las condiciones de 85 °C, P_{O_2} de 0,1-0,3 MPa y n (OH/S^0) de 0,90-1,25, obteniendo el 90% de recuperación de oro por el tiosulfato simultáneamente formado. En otro estudio, más del 80% de S^0 añadido a una solución en un autoclave fue transformado a tiosulfato bajo las condiciones de 85 ° C, P_{O_2} de 0.35 MPa y n (Ca/S^0) de 0.55, obteniendo una extracción de oro del 81.6% después de 5 h de lixiviación. Esto implica que el oro puede lixivarse eficientemente a una temperatura relativamente alta y la presión parcial de oxígeno sin catálisis de amoníaco-cúprico (Xu et al., 2017, p. 7).

- **Reemplazo de la catálisis tradicional (cúprico-amoniaco)**

La catálisis tradicional de amoníaco-cúprico tiene tres inconvenientes inherentes (Grosse *et al.*, 2003, pp. 1–21; Zhang and Senanayake, 2016, pp. 380–385). El primero es que la descomposición de tiosulfato también está catalizada por Cu (II), el segundo es la influencia negativa del cobre en la recuperación de oro lixiviado, ya que los iones de cobre se co precipitan con oro disuelto durante la cementación usando metal pulverizado tal como zinc y hierro, y también se co depositan en las superficies del cátodo durante la extracción electrolítica. La forma predominante de Cu (I) en una solución de tiosulfato amoniaco es $[\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_3]^{5-}$, que interfiere seriamente en la adsorción o extracción de $[\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{3-}$ mediante resinas de intercambio. El último es que el amoníaco es tóxico y es probable que contamine la atmósfera y el agua por volatilización y drenaje (Heath *et al.*, 2008, pp. 425–427).

Por lo tanto, ha habido algunos estudios sobre el reemplazo de la catálisis cúprico-amoniaco. Se consideró que Fe^{3+} puede reemplazar al Cu^{2+} debido a que tiene suficiente potencial para oxidar oro en solución de tiosulfato amoniaco, basado en el conocimiento termodinámico de que E^0 ($\text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+}$) (0.77 V) es mayor que E^0 ($\text{Cu}^{2+}/\text{Cu}^+$) (0.15 V) (Heath *et al.*, 2008, pp. 425–427). Tanto el oxalato como el EDTA pueden estabilizar iones de hierro en medios alcalinos y, por lo tanto, se adoptaron para sustituir el amoníaco. Aunque el bajo consumo de tiosulfato se logró mediante la catálisis de oxalato férrico o EDTA férrico, la tasa de lixiviación de oro fue baja sin la adición adicional de un probable carcinógeno de tiourea. Además, el Fe (III) se redujo rápidamente a Fe (II) con la presencia de sulfuros contenidos en el mineral, que impidió notablemente la lixiviación del oro. La etanodiamina también puede formar complejos con Cu^{2+} y formar un complejo cúprico-etanodiamina estable. La lixiviación de tiosulfato catalizada por etanodiamina utilizando un aditivo sinérgico de bromuro de cetiltrimetilamonio se aplicó a un mineral aurífero que contenía alta limonita, en la que el porcentaje de lixiviación de oro alcanzó hasta 94,3%, mientras que el consumo de tiosulfato fue tan bajo como 1,12 kg / t-mineral (Yu *et al.*, 2014, pp. 178–183). Sin embargo, el desarrollo de catálisis de cetónico-etanodiamina es limitado porque la etanodiamina es tóxica, corrosiva y costosa (Xu *et al.*, 2017, pp. 8–9).

En los últimos diez años, se han desarrollado catalizadores a base de níquel y cobalto. El 95% de oro en un mineral de tipo silicato se extrajo mediante lixiviación con tiosulfato catalizado por níquel-amoniaco, y el consumo de tiosulfato fue solo de 1,2 kg/t-mineral. El oro disuelto en la solución de tiosulfato de amonio catalizada por níquel-amoníaco puede ser eficientemente recuperado por una resina de intercambio de aniones fuertemente básica (Xu *et al.*, 2017, p. 8,9).

2.2.5 Métodos de recuperación de oro de soluciones lixiviadas con tiosulfato de sodio

Los principales métodos de recuperación de oro aplicados a lixiviados cianurados se enlistan a continuación, siendo estos aplicados a lixiviados con tiosulfato de sodio, teniendo distintos grados de recuperación (Grosse et al., 2003, pp. 8–17):

- Precipitación o cementación
- Electrowinning
- Extracción por solventes
- Adsorción con carbón activado
- Adsorción con resinas

Una de las principales desventajas que ha impedido el uso del tiosulfato como una alternativa tecnológica usada a nivel industrial, es la recuperación de oro partir de los lixiviados (Aylmore and Muir, 2001, p. 164). La técnica convencional de *adsorción de oro en carbón activado* no es útil en este caso ya que el complejo oro-tiosulfato no tiene afinidad por la superficie del carbón activado (Grosse et al., 2003, p. 10). En lo que respecta a la *cementación* que es una técnica que utiliza metales pulverizados, como zinc, hierro y aluminio, puede precipitar oro de la solución de lixiviación de tiosulfato mediante una reacción de desplazamiento. Sin embargo, se introducen cationes no deseados y, por lo tanto, complican el reciclaje de la solución, tal es el caso de los iones cobre presentes en la solución que también son precipitados por estos metales activos, por lo cual la cementación en polvo de cobre evita los problemas anteriores, pero la disolución del cobre aumenta el potencial redox de la solución y conduce a la redisolución del oro precipitado y la oxidación severa del tiosulfato (Guerra and Dreisinger, 1999, pp. 155–172).

Mediante *electrowinning* los iones de oro tiosulfato pueden migrar a la superficie del cátodo y se reducen a depósitos metálicos por corriente continua durante la electroobtención, sin embargo, algunos complejos de iones metálicos como $[\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_3]^{5-}$ también se reducirán a metales en la superficie y contaminarán el producto de deposición (Grosse et al., 2003, p. 9). Además el tiosulfato no solo se reduce en el cátodo, sino que también se oxida en el ánodo, motivo por el cual este conjunto reacciones secundarias no deseadas, disminuyen drásticamente la pureza del producto de oro y la eficiencia de la extracción electrolítica (Xu et al., 2017, p. 9).

Se ha demostrado que los iones de oro tiosulfato pueden enriquecerse en fase orgánica durante la *extracción con solventes* empleando los solventes de alquilaminas primarias, secundarias y terciarias, óxidos de aminas terciarias, fosfinas, óxidos de fosfina, ésteres de fosfato, etc (Grosse et

al., 2003, p. 10). Sin embargo, el residuo del disolvente y la fase orgánica en la solución es perjudicial para su ciclo de uso y se requiere una solución con una concentración de Au (I) lo suficientemente alta. Además, la solución debe ser clarificada para prevenir la formación de la tercera fase, por lo tanto, se necesitan equipos de planta adicionales y tiempo de procesamiento para lograr una separación completa sólido-líquido, aumentando considerablemente los costos de capital y operación (Xu et al., 2017, p. 10,11).

Por lo tanto la técnica de *adsorción en resinas de intercambio iónico* es la más prometedora en la actualidad debido a su selectividad y efectividad en la recuperación de oro a partir de lixiviados con tiosulfato (Gámez, 2014, p. 31), ya que ésta técnica no requiere una alta calidad de agua, y puede ser empleada en las formas de resina en pulpa (RIP) y resina en el lixiviado (RIL); la elución se realiza a temperatura ambiente y su regeneración no requiere una activación térmica, además ésta puede ser llevada a cabo durante el proceso de elución. Adicionalmente, los grupos funcionales de las resinas pueden ser diseñados para mejorar la selectividad de adsorción del complejo oro tiosulfato (Xu et al., 2017, p. 11).

2.2.6 Adsorción de oro con resinas

Las resinas son polímeros sintéticos en forma de pequeñas esferas o granos que están compuestas por moléculas polimerizadas a las que se han agregado grupos complejantes o grupos iónicos (Pineda, 2015, p. 25).

En particular, las resinas de intercambio iónico son matrices sólidas que poseen sitios activos o grupos funcionales con carga opuesta al ion que desean adsorber, y la factibilidad del uso de esta técnica radica en escoger una resina que sea selectiva con el metal que se quiere recuperar y que el eluyente a utilizar en el proceso de desorción no provoque la posterior regeneración de la resina (Grosse et al., 2003, p. 11; Gámez, 2014, p. 31)

2.2.6.1 Antecedentes

El fenómeno de intercambio iónico se identificó por primera vez en los años 1800 como un proceso natural en los minerales de aluminosilicatos, como las arcillas y aerolitos, desafortunadamente, muchos de estos compuestos se descomponen irreversiblemente en soluciones ácidas y tienen una capacidad de intercambio muy baja por lo cual su aplicación en la hidrometalurgia fue limitada. Fue entonces que en la década de 1960 el intercambio de iones se convirtió en una opción de procesamiento, ya que se introdujeron materiales poliméricos de intercambio iónico sintéticos, logrando el uso de resinas por primera vez en hidrometalurgia para

recuperar uranio. En la década de 1970, la Unión de Repúblicas Socialistas Soviéticas (URSS) utilizaba resinas en lugar de carbono para la recuperación de oro y plata de soluciones cianuradas debido a que no tenían suministro de cáscaras de coco para la fabricación de carbón activado (O'Malley, 2002, p. 46).

Hoy en día el uso de resinas de intercambio iónico ha ido tomando fuerza, ya que permite la explotación de minerales considerados “difíciles” como preg-robbing, refractarios o que contienen altas concentraciones de contaminantes como el cobre (Grosse et al., 2003, p. 11). Dado que el carbón activado es obsoleto en la recuperación de oro disuelto en soluciones amoniacales de tiosulfato, durante los últimos años se han realizado estudios con distintos tipos de resinas de intercambio iónico como se muestra en la Tabla 3-2, distinguiéndose dos tipos de sistemas: RIL en el cual el adsorbente se agrega al mineral al mismo tiempo que los reactivos de lixiviación y RIP en el cual el adsorbente se introduce después de un período inicial de lixiviación (Grosse et al., 2003, pp. 11, 12; Jeffrey et al., 2010, p. 136).

Tabla 3-2 Tipos de resinas de intercambio iónico

Nombre	Tipo de resina	pH
Purolite	Amina cuaternaria	6,0-8,0
AmberJet 4200	Amina cuaternaria	8,0-9,5
IRA-743	Base débil	7,0-9,0
Aurix	Guanidilo	8,0-10,0
Amberlita A7	Base débil	7,0-8,0
IRA-400	Amina cuaternaria	9,0-12,0
Purolite® A500/2788	Aniónica Fuertemente Básica	0 – 11
Purogold MTA5011	Aniónica Fuertemente Básica	0 – 11

Fuente: Grosse *et al.*, 2003, p. 15; Purolite, 2015

2.2.6.2 Resinas de intercambio iónico en soluciones oro tiosulfato

Para la recuperación de oro a partir de lixiviados con tiosulfato se prefiere emplear resinas con aminas cuaternarias como grupos funcionales, ya que estas son bastante selectivas con el oro y tienen la facilidad de trabajar en cualquier valor de pH. Aquí el mecanismo de adsorción en las, consta del intercambio iónico entre el complejo oro tiosulfato y un contra anión. La factibilidad de uso de esta técnica radica en escoger una resina que sea selectiva con el metal que se quiere

recuperar y que el eluyente a utilizar en el proceso de desorción no provoque la posterior regeneración de la resina (Gámez, 2014, p. 31).

La regeneración de las resinas consiste en descargar el eluyente contenido dentro de la estructura de la resina luego de realizado el proceso de desorción. La selectividad de la resina es una propiedad en la cual se identifica la afinidad de un intercambiador por un ion determinado, esta se mide con la relación de selectividad como se muestra en la ecuación (Grosse et al., 2003, p. 11; Pineda, 2015, p. 35).

$$\frac{S}{R} \{Au, M\} = \frac{[Au]_R}{[M]_R}$$

Donde:

$\frac{S}{R}$ = Relación de selectividad

M = Metal

$[M]_R$ = Concentración del metal en la resina

$[Au]_R$ = Concentración de oro en la resina

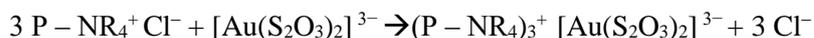
La selectividad depende de las interacciones electroestáticas que se establezcan entre el ion y el intercambiador y de la formación de enlaces con el grupo ionogénico. La regla principal es que un intercambiador preferirá aquellos iones con los que forme los enlaces más fuertes (Grosse et al., 2003, p. 11; Pineda, 2015, p. 35).

Las resinas de intercambio iónico estudiadas para recuperar oro de la solución de lixiviación de tiosulfato incluyen resinas aniónicas de base débil y base fuerte. Las capacidades de carga de las resinas de base débil suelen ser inferiores a 2 kg/t, y además las capacidades disminuyen marcadamente con el aumento del pH en la gama de 8-11, la razón es que los grupos amino unidos a la matriz polimérica tiende a permanecer en forma de base libre en condiciones alcalinas relativamente fuertes, por lo que la capacidad de intercambio de iones de las resinas se daña a un pH superior a 8. Por lo tanto, las resinas base débiles no son adecuadas para recuperar oro de una solución de tiosulfato amoniacal cuyo pH generalmente está en el rango de 9-11 (Jeffrey et al., 2010, pp. 136-142).

Las capacidades de carga de las resinas aniónicas de base fuerte generalmente alcanzan hasta 10-25 kg/t, y son independientes del pH de la solución. Las altas capacidades hacen que las resinas de base fuerte sean más tolerantes a los aniones competidores y pueden adsorber eficientemente el complejo oro tiosulfato. Sin embargo, la selectividad de estas resinas suele ser baja, y los

aniones como $[\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_3]^{5-}$ y politionatos competirán fuertemente con $[\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{3-}$ para ocupar los sitios activos de la superficie de la resina (Xu et al., 2017, p. 8).

La reacción que describe el proceso de intercambio iónico entre la resina Purogold MTA5011, que es la que se utiliza en el presente trabajo, y la solución de tiosulfato amoniacal es la siguiente:



donde P representa la matriz de polímero y R es una cadena de alquilo (Kotze et al., 2016, p. 563).

2.2.6.3 *Isotermas de adsorción*

Se llama “adsorbente” a la sustancia sobre la cual se fija otra, que recibe el nombre de “adsorbato”. En el presente trabajo se va a utilizar un adsorbente sólido (resina de intercambio iónico) y un adsorbato (complejo oro tiosulfato) en disolución acuosa. Este es un fenómeno superficial en el que las moléculas de adsorbato se fijan sobre la superficie del adsorbente en virtud de diversas fuerzas atractivas que entran en juego, convencionalmente se habla de Fisorción (fuerzas de van der Waals) y Quimisorción (fuerzas de enlace), cabe mencionar que es muy difícil trazar una línea clara de separación entre ambas ya que existen casos intermedios (Talavera and Ocaña, no date, p. 1).

Los procesos de adsorción son generalmente descritos por medio de una isoterma. Las isotermas de adsorción indican como las moléculas adsorbidas se distribuyen entre la fase líquida y la sólida cuando el proceso de adsorción alcanza un estado de equilibrio (Rivas et al., 2014, p. 42), éstas son parte esencial para modelar la adsorción y por lo tanto para el diseño, cálculo de eficiencias y costos de adsorción. Además, las isotermas nos permiten estimar el grado de purificación que puede ser alcanzado, la cantidad de adsorbente requerido, y la sensibilidad del proceso respecto a la concentración del producto (Ochoa, 1995, p. 6).

Los dos modelos de isotermas de adsorción más extensamente utilizados para la recuperación de un único componente, son los correspondientes a las ecuaciones de Langmuir y Freundlich. Ambos modelos describen una amplia gama de equilibrios de adsorción y permiten una interpretación clara y sencilla de cómo se producen las interrelaciones entre adsorbato y adsorbente (Meza and Mallaupoma, 2018, p. 28).

- **Freundlich**

La isoterma de Freundlich (1926) es un modelo empírico que representa el proceso de adsorción no ideal de formación de multicapas en una superficie heterogénea sugiriendo que los sitios de adsorción son ocupados primero por enlaces fuertes y que la fuerza del enlace decrece al incrementar la ocupación de sitios de adsorción, es decir, éstos sitios no son equivalentes y/o independientes. La ecuación empírica de Freundlich, conduce generalmente a un mejor ajuste, especialmente para la adsorción a partir de líquidos y viene expresada por la ecuación (Figueroa, Rodríguez and Martínez, 2008, p. 26; Pineda, 2015, p. 49):

$$q = a \times (C_e)^{\frac{1}{n}}$$

Dónde:

q = Capacidad de adsorción de la resina (mg/g)

C_e = Concentración del metal en equilibrio (mg/L)

a = Constante de adsorción de Freundlich (se relaciona con la capacidad de adsorción)

n = Intensidad de adsorción

La ecuación linealizada de Freundlich se expresa usualmente en su forma logarítmica:

$$\log (q) = \log (a) + \frac{1}{n} \log (C_e)$$

Los valores de a y 1/n pueden ser obtenidos del intercepto y la pendiente que resultan de graficar $\log (q)$ Vs $\log (C_e)$. Donde n es una constante indicativa de la intensidad de adsorción, la cual está restringida a valores mayores que la unidad. Un rango de n entre 2 y 10 representa una buena intensidad de adsorción (Rivas et al., 2014, p. 47).

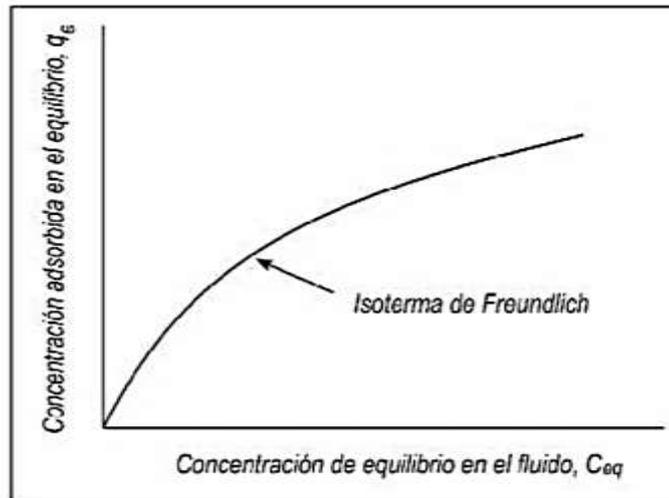


Figura 7-2 Isoterma de Freundlich
Fuente: Pineda, 2015

- **Langmuir**

La isoterma de Langmuir es un modelo teórico válido propuesto para predecir el grado de adsorción de un gas, que se utiliza para estimar la capacidad máxima de adsorción en una monocapa, es decir que no existen interacciones ni movimientos laterales entre las moléculas adsorbidas, sobre una superficie completamente homogénea. Se basa en la hipótesis que todos los centros activos de adsorción son equivalentes con un número finito de sitios idénticos y específicos de adsorción con una interacción despreciable entre las moléculas (Lazo and Navarro, 2008, p. 5; Figueroa, Moreno and Hormaza, 2015, p. 109). La expresión que representa esta isoterma es la siguiente (Lazo and Navarro, 2008, p. 5):

$$q = \frac{q_{max} b C_e}{1 + b C_e}$$

Donde:

q = Capacidad de adsorción de la resina (mg/g)

q_{max} = Capacidad máxima de carga de la resina (mg/g)

C_e = Concentración del metal en equilibrio (mg/L)

b = Constante de Langmuir de afinidad o energía de adsorción (L/mg)

La ecuación linealizada de Langmuir se expresa así:

$$\frac{C_e}{q} = \frac{1}{b q_{max}} + \frac{C_e}{q_{max}}$$

La isoterma de Langmuir es de tipo favorable cuando $b > 1$, la isoterma es altamente favorable y cuando $b < 1$, la isoterma es prácticamente lineal. Esta isoterma tiene la siguiente forma gráfica:

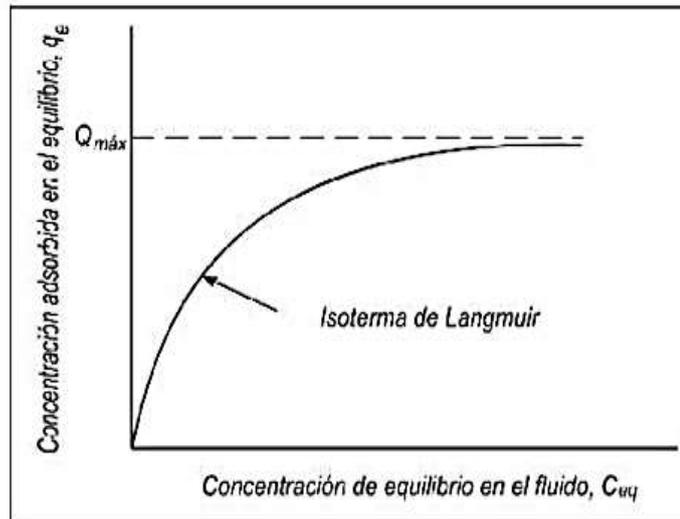


Figura 8-2 Isoterma de Langmuir
Fuente: Pineda, 2015

2.2.6.4 Cinética de adsorción

Es obvio que para que tenga lugar el intercambio iónico, los iones deben moverse de la disolución a la resina y viceversa. Este movimiento se conoce como proceso de difusión, este proceso está en función de su dimensión, carga electrostática, temperatura y también está influenciada por la estructura y tamaño de poro de la matriz. El proceso de difusión tiene lugar entre zonas de distinta concentración de iones, de más concentrado a menos, hasta que tengan la misma concentración. El fenómeno de la adsorción con resina, es una transferencia de una fase líquida que contiene el adsorbato, hacia una fase sólida, el adsorbente, que es la resina, es un proceso de varias etapas que se da de la siguiente manera (Margineda, 2004, p. 25; Pineda, 2015, p. 50,51):

- **Etapa 1:** Transferencia muy rápida de la partícula de la capa externa de hidratación hacia la interna.
- **Etapa 2:** Desplazamiento rápido del agua ligada hasta contactar con la resina.
- **Etapa 3:** Difusión lenta dentro de la resina bajo la influencia del gradiente de concentración.
- **Etapa 4:** Adsorción muy rápida en los microporos.

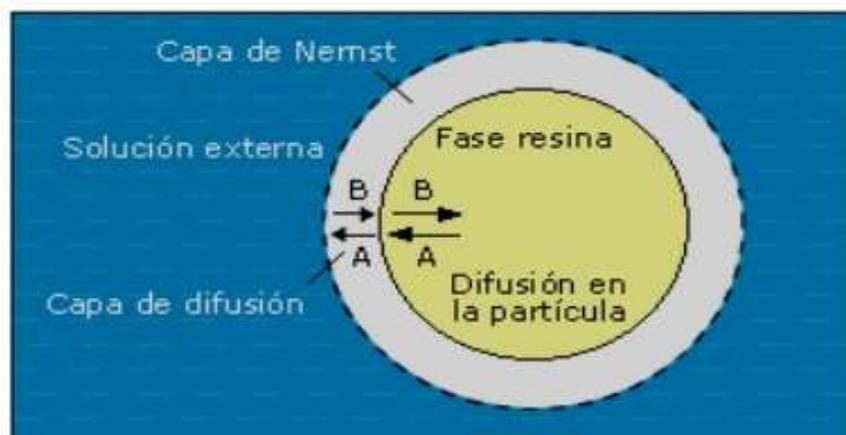


Figura 9-2 Esquema del proceso de difusión en el intercambio iónico
Fuente: Pineda, 2015, p. 29

2.2.6.5 Elución

La elución es el proceso en el cual los solutos son arrastrados a través de una fase estacionaria por el movimiento de una fase móvil. Se conoce como eluyente al disolvente que se usa para transportar los componentes de una mezcla a través de una fase estacionaria y eluato al fluido resultante del proceso (Jeffrey *et al.*, 2010, p. 8).

La selección de eluyentes es crítica porque no solo determina la viabilidad de la utilización cíclica de soluciones de lixiviación hasta cierto punto, sino que también afecta la posterior recuperación de oro a partir de la solución de eluato. Además, el proceso de elución de las resinas cargadas de oro es complejo debido a la gran cantidad de cobre presente en las resinas, y, por lo tanto, se puede considerar que el oro y el cobre se eluyen simultáneamente o por separado. Para el proceso de elución en una sola etapa, se necesitaron operaciones adicionales para separar estos dos metales de la solución de eluato con el fin de obtener un producto final de oro de alta pureza, pero esto puede causar fácilmente la pérdida de oro.

Por lo tanto, la separación completa de oro y cobre de allí es una opción preferida a través de la elección elaborada de eluyentes para ellos. Dado que la afinidad de las resinas de extracción de oro comunes para el complejo de tiosulfato de oro (I) es mayor que la del complejo de tiosulfato de cobre (I), también se despojará el cobre durante la elución de oro. Por lo tanto, la pre elución de cobre es recomendable para evitar que el producto de oro final sea contaminado por el cobre, éste puede eluirse selectivamente con las soluciones de amoníaco oxigenado, amoníaco, sulfato de amonio, tiosulfato de amonio, etc (Dong *et al.*, 2017, p. 6,7).

En el proceso de adsorción de oro disuelto en una solución de tiosulfato amoniacal, con resina de intercambio iónico existen varios eluyentes que han sido estudiados, tales como tiocianato,

tritonato, nitrato y cloruro de sodio (Jeffrey et al., 2010, p. 136). El proceso de desorción con tiocianato es costoso y requiere de un proceso de regeneración de la resina el cual resulta complicado (Dong et al., 2017, pp. 5–8).

El tritonato posee una elevada afinidad hacia los grupos funcionales de las resinas de intercambio iónico por lo que no se recomienda la presencia de tritonato en los lixiviados ya que este compite con el complejo oro tiosulfato por adsorberse en la resina, sin embargo, se puede usar el tritonato como eluyente del oro con el problema de que la resina luego del proceso de desorción queda cargada con el tritonato y debe ser regenerada con el fin de volver a usarla (Jeffrey et al., 2010, p. 137; Dong et al., 2017, pp. 5–8).

El nitrato presenta el mismo problema que los reactivos anteriores, además en el proceso de regeneración se tiene una mayor dificultad para descargar el nitrato que los reactivos ya mencionados. Otro eluyente considerado para la desorción del oro es el cloruro de sodio el cual posee una baja afinidad por las resinas de intercambio iónico. Al poseer una baja afinidad por las resinas, el cloruro no extrae el oro con la misma eficiencia que los reactivos. No obstante, el cloruro no queda cargado en la resina por lo que no se requiere una posterior etapa de regeneración; un método para potenciar el uso de cloruro como eluyente, consiste en añadir sulfito de sodio. El sulfito reacciona con el aurotiosulfato formando un nuevo complejo menos afín a la resina. El nuevo compuesto formado puede ser extraído con mayor facilidad por el cloruro de sodio que además no es muy costoso (Jeffrey et al., 2010, p. 139)

Entonces, el oro puede ser efectivamente eluido por las soluciones de un solo componente antes mencionada o con soluciones de dos componentes, tal es el caso de tiourea + ácido sulfúrico y sulfuro + cloruro. La elución con soluciones de componente único requiere un procedimiento de regeneración adicional para que las resinas recuperen sus capacidades de carga y eviten la acumulación de reactivos de elución en la solución de lixiviación. Para las soluciones de dos componentes, los reactivos sinérgicos de tiourea (TU) y sulfato pueden formar los complejos de ligandos mixtos de $[Au (S_2O_3) TU]^-$ y $[Au (S_2O_3) (SO_3)]^{3-}$ a través de la reacción con $[Au (S_2O_3)_2]^{3-}$, y estos dos complejos tienen afinidad observablemente reducida para las resinas y, por lo tanto, son fácilmente eluidos por los iones sulfato y cloruro, respectivamente.

La superficie de la resina SO_4^{2-} y Cl^- se sustituye fácilmente por $[Au (S_2O_3)_2]^{3-}$ cuando las resinas eluidas se devuelven a la solución de lixiviación impregnada. Además, estos iones no tienen un impacto dañino obvio en la lixiviación de tiosulfato, que se deduce del hecho de que tanto el sulfato como el cloruro pueden usarse como aditivos para estabilizar el Cu (II) durante la lixiviación. Por lo tanto, las resinas han recuperado su capacidad de carga durante el proceso de

elución de oro, y el procedimiento de regeneración adicional se omite mediante el uso de soluciones eluyentes de dos componentes (Jeffrey et al., 2010, pp. 139–143).

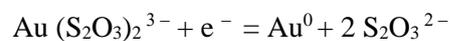
La competitividad comercial de la técnica de adsorción de resina es baja debido al costo y el tiempo que implica la operación de este proceso de elución en dos etapas. Sin embargo, si la catálisis tradicional de amoníaco-cobre es reemplazada por otros metales como el níquel y los catalizadores a base de cobalto, cuyos iones complejos tienen una afinidad débil por las resinas, y la adsorción conjunta de metales base con oro en la superficie de la resina no ocurrirá. Por lo tanto, el proceso de elución en dos etapas puede ser sustituido por un proceso simple de una etapa, y la técnica de adsorción de resina para la solución de tiosulfato oro se vuelve comercialmente viable (Dong et al., 2017, p. 11).

2.2.7 Electrowinning

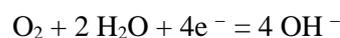
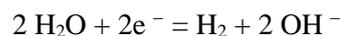
Es el proceso electrometalúrgico que se realiza en celdas electrolíticas, donde mediante la aplicación de una corriente eléctrica de baja intensidad, se deposita el metal de interés en el cátodo (Kasper et al., 2016, p. 2).

Esta técnica ha sido aplicada en la recuperación de oro de lixiviados amoniacaes de tiosulfato, en la cual se produce una reducción del complejo oro tiosulfato en oro metálico; siendo poco recomendable su aplicación ya que disminuye la recuperación de oro en la superficie del cátodo. Esto se produce debido a que en dicho proceso se presentan varios inconvenientes tales como: la presencia de cationes indeseados como los iones cobre (II) que contaminan el oro depositado, además durante el proceso de electrowinning se producen una serie de reacciones parásitas que consumen energía (Aylmore and Muir, 2001, p. 169; Grosse et al., 2003; Gámez, 2014, p. 39,40).

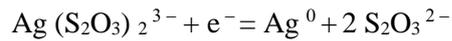
La reducción del complejo oro tiosulfato se da de la siguiente manera (Gámez, 2014, p. 39,40):



Simultáneamente se da la reducción de agua y del oxígeno disuelto en el área catódica.



Otro aspecto a tener en cuenta es la co-deposición de otros metales como es el caso de la plata.



Por último, la reducción del complejo oro tiosulfato no siempre sucede de la forma descrita en la ecuación. El tiosulfato al ser inestable, puede transformarse a sulfuro de oro durante el proceso de electrowinning. Por lo tanto, se recomienda añadir sulfito de sodio con el fin de estabilizar el complejo oro tiosulfato y conseguir que el oro depositado en la superficie del cátodo sea oro metálico y no sulfuro de oro (Gámez, 2014, p. 39,40).

Es por ello que, para tener una recuperación alta de oro, ésta técnica es aplicada en lixiviados resultantes de procesos de elución de carbón activado o resina de intercambio iónico, es decir no se lo aplica como un proceso primario, sino más bien como un subproceso posterior. La posibilidad de prescindir de etapas adicionales para la obtención de oro metálico hace que este método sea muy atractivo, especialmente cuando se utiliza una solución de lixiviación de tiosulfato. Como proceso primario, la electrodeposición de oro disuelto en soluciones de tiosulfato, se ha llevado a cabo satisfactoriamente, principalmente cuando la concentración de oro es mayor o igual a 1000 ppm, es decir existen algunas dificultades importantes al usar este método con soluciones altamente diluidas. Se tiene una eficiencia de menos del 15% al tratar de recuperar los elementos presentes en concentraciones bajas (menos de 130 ppm), y la disminución en la selectividad de recuperación causada por la alta concentración de cobre (alrededor de 3000 ppm) en la solución son los dos principales inconvenientes (Tamayo, Gómez and Calderón, 2017, p. 1).

CAPÍTULO III

3. MARCO METODOLÓGICO

3.1 Tratamientos preliminares

Posterior a los procesos de recolección y desmontaje de las (PCB's) provenientes de radios, televisores, computadoras y teléfonos celulares descartados, se obtuvieron 3,20 kg de tarjetas, las mismas que fueron sometidas a un acondicionamiento previo que consiste en: reducción de tamaño, tostación oxidante y lixiviación ácida para remoción de cobre.

3.1.1 Reducción de tamaño

Con el objetivo de aumentar el área de contacto y de ese modo mejorar los procesos de lixiviación posteriores, se llevó a cabo la reducción de tamaño de la muestra en tres etapas. En primera instancia se realizó un procesamiento manual, el cual consiste en cortar con una cizalla las PCB's con el fin de obtener láminas de 3 cm × 3 cm aproximadamente. Posteriormente se procedió a triturar la muestra en un molino de martillos modelo D6431 marca CONDUX con una capacidad de 500 g. Después de esto, la muestra triturada se sometió al proceso de tostación oxidante en una mufla Vulcan A-550, por etapas de 200 °C a 800 °C durante 4 horas, con el objetivo de remover plásticos presentes en la muestra. Finalmente, el material resultante del proceso de tostación, se pulverizó en un equipo BLEULER - MILL NAEF con una capacidad de 100 g.

La muestra obtenida (2246,8 g) fue transportada a una lámina de plástico en donde se efectuó la homogenización del material por el método de fraccionamiento por cuarteo.

Tabla 1-3 Proceso de reducción de tamaño

	EQUIPO	MUESTRA
1	 <p>Cizalla</p>	
2	 <p>Molino de martillos modelo D6431 marca CONDUX</p>	
3	 <p>Pulverizador BLEULER - MILL NAEF</p>	

Realizado por: Karla Garcés, 2018

3.1.2 Caracterización físico-química

3.1.2.1 Caracterización física

La caracterización física consiste en la determinación del tamaño de partícula de la muestra, esto se determinó con el análisis granulométrico de la muestra pulverizada, para ello se utilizó una torre de tamices Tyler con un sistema de agitación Rot-Tap como muestra la Fotografía 1-3, que tiene capacidad para 7 tamices con distintos números de malla, los cuales se detallan en la Tabla 2-3. Previamente deben pesarse los tamices vacíos para proceder a armar el sistema sobre la cual se colocaron 250 g de la muestra durante 15 minutos. Finalizado este proceso se pesan los tamices para determinar el peso retenido en cada una de las mallas y así tener los datos necesarios para la construcción de la curva granulométrica que permita determinar el d_{80} de la muestra. d_{80}

Tabla 2-3 Torre de tamices Tyler

Malla (#)	Abertura (μm)
100	150
150	104
200	75
270	53
325	45
400	38
Fondo	-

Realizado por: Karla Garcés, 2018.



Fotografía 1-3 Torre de tamices Tyler con un sistema de agitación Rot-Tap

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

3.1.2.2 Caracterización química

- **Análisis elemental**

Se realizó un análisis químico de la muestra pulverizada en el equipo de Espectrometría de Fluorescencia de Rayos X marca S8 Tiger con el programa Spectra Pluss con el propósito de conocer los componentes presentes en la misma.

- **Determinación de la concentración de oro y plata**

Para determinar la concentración de oro y plata, se realizó el análisis por ensayo al fuego que es una técnica que posee una exactitud cercana al 0,02%, la cual consiste en realizar procesos de fusión y copelación, tal como se indica a continuación:

- Pesar 30 g de la muestra pulverizada junto con la carga fundente que se detalla en la Tabla 3-3, y homogenizar.

Tabla 3-3 Carga fundente

Compuesto	Peso (g)
Litargirio (PbO)	30
Carbonato de sodio (Na ₂ CO ₃)	30
Bórax (Na ₂ [B ₄ O ₅ (OH) ₄]·8H ₂ O)	20
Carbón	2

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

- Colocar la muestra en un crisol de arcilla e introducirlo en el horno de crisol a gas.
- Fundir la muestra a 1000 °C aproximadamente durante 1 hora.
- Sacar el crisol y depositar el contenido del mismo en una lingotera metálica.
- Dejar enfriar por 20 minutos aproximadamente y sacar la muestra de la lingotera.
- Separar el régulo (que se encuentra en la parte inferior), de la escoria con la ayuda de un martillo.
- Darle forma de cubo al régulo utilizando el martillo.

- Colocar una copela durante 30 minutos a 950 °C en la mufla Thermo Scientific.
- Transcurrido este tiempo colocar el régulo en la copela durante una hora a 950°C.
- Una vez que la copela absorbió el plomo, se retira de la mufla y se deja enfriar el doré obtenido.
- Pesar el doré en una balanza Sartorius Research con capacidad de 10 g y precisión de 0,00001 g.
- Colocar el doré en un tubo de ensayo, al cual se le añade una solución de ácido nítrico grado analítico (HNO₃) y agua destilada (H₂O) en una proporción de 1:1 (Usar 2 ml: 2ml) con la finalidad de disolver la plata.
- Llevar a baño maría por aproximadamente 15 minutos, evidenciando el cambio de color plateado brillante a negro.
- Colocar la solución resultante en una probeta y aforar a 10 ml, reservando la solución resultante en un frasco para posterior análisis de plata por Espectrofotometría de Absorción Atómica en el equipo Perkin Elmer modelo Analyst 300.
- Al doré remanente en el tubo de ensayo se le atacó con una solución de agua regia HCl + HNO₃ en una proporción de 3:1. (Usar 3ml:1ml) con el propósito de disolver el oro.
- Colocar el tubo nuevamente a baño maría y dejarlo hasta que se disuelva completamente, durante 15 minutos aproximadamente.
- Colocar la solución resultante en una probeta y aforar a 10 ml, reservando la solución resultante en un frasco para posterior análisis de oro por Espectrofotometría de Absorción Atómica en el equipo Perkin Elmer modelo Analyst 300.



Figura 1-3 Esquema del análisis por ensayo al fuego
Realizado por: Karla Garcés, 2018.

- **Determinación de la concentración de cobre**

Se realiza mediante disgregación ácida, que es un proceso que se realiza siguiendo la metodología indicada a continuación:

- Pesar 100 mg de muestra pulverizada en un reactor de teflón, utilizando la balanza Sartorius TE 124S, con capacidad de 120 g y precisión de 0,0001 g.
- Añadir 5 ml de ácido clorhídrico grado analítico (HCl).

- Tapar el reactor, cerrarlo y ajustarlo con las llaves.

- Colocar el reactor en el microondas junto con un vaso de 200 ml de agua, con el fin de que la distribución de calor sea uniforme, por un tiempo de 5 minutos y potencia= 5. Nota: En el microondas se permite un máximo de 4 reactores, en el caso de 2 o más reactores se debe duplicar, triplicar o cuadruplicar según sea el caso la cantidad de agua y el tiempo. Además, en el caso de tener más de 4 reactores se deberá utilizar el microondas Ethos One que es un equipo automatizado que permite un control específico de las variables.

- Enfriar el reactor en la nevera por un periodo de 30 minutos.

- Abrir el reactor y añadir 3 ml de ácido nítrico (HNO_3) y 3 ml de ácido fluorhídrico (HF), ambos reactivos de grado analítico.

- Ajustar el reactor con las llaves e introducir nuevamente al microondas junto con un vaso de 200 ml de agua, con el fin de que la distribución de calor sea uniforme, por un tiempo de 2,30 minutos y potencia= 5.

- Enfriar el reactor en la nevera por un periodo de 15 a 20 minutos.

- Abrir el reactor y colocar la muestra disgregada en un balón de aforo de 200 ml y completar con agua destilada.

- Tomar una alícuota de 10 ml para análisis de cobre por Espectrofotometría de Absorción Atómica en el equipo Perkin Elmer modelo Analyst 300.



Figura 2-3 Esquema gráfico de disgregación ácida

Realizado por: Karla Garcés, 2018

3.1.3 Ensayos de lixiviaciones ácidas

Debido a que las PCB's tienen un alto contenido de cobre, se debe realizar un lavado ácido que permita disolver este metal, ya que puede causar interferencias en los procesos subsiguientes de recuperación de oro. Se evalúan 3 agentes lixiviantes bajo las condiciones especificadas en la Tabla 4-3.

Tabla 4-3 Condiciones de lixiviación de cobre

Agentes Lixiviantes	Concentración (M)	Sólidos (%)	Temperatura (°C)	Velocidad de agitación (rpm)	Tiempo (horas)	Fuente
H ₂ SO ₄ H ₂ O ₂	2 0,2	5	80	700	2	(Birloaga <i>et al.</i> , 2013)
NH ₃ (NH ₄) ₂ SO ₄	2 2	4,76	35	400	6	(Koyama, Tanaka and Lee, 2006)
HNO ₃	4	10	40	400	6	(Kumar <i>et al.</i> , 2014)

Realizado por: Karla Garcés, 2018

El proceso inicia al pesar 10 g de las PCB's pulverizadas, éstas son colocadas en un vaso de precipitación que contiene la solución correspondiente a cada ensayo. Se coloca el vaso en una plancha de calentamiento y agitación magnética, tal como indica el esquema mostrado en la Figura 3-3, finalizado el tiempo de lixiviación el sólido se separó de la solución por filtración utilizando un embudo y papel filtro obteniendo la solución fuerte; el relave fue lavado con agua destilada para eliminar los residuos de solución remanentes, obteniendo la solución de lavado. Se deberá tomar una alícuota de 10 mL de la solución fuerte y solución de lavado respectivamente para análisis de cobre por espectrofotometría de absorción atómica. A continuación, el relave se secó a 110°C durante 3 horas en la estufa y se llevó a cabo una disgregación ácida para analizar la concentración de cobre que queda en el sólido, cuyo procedimiento se indicó anteriormente.

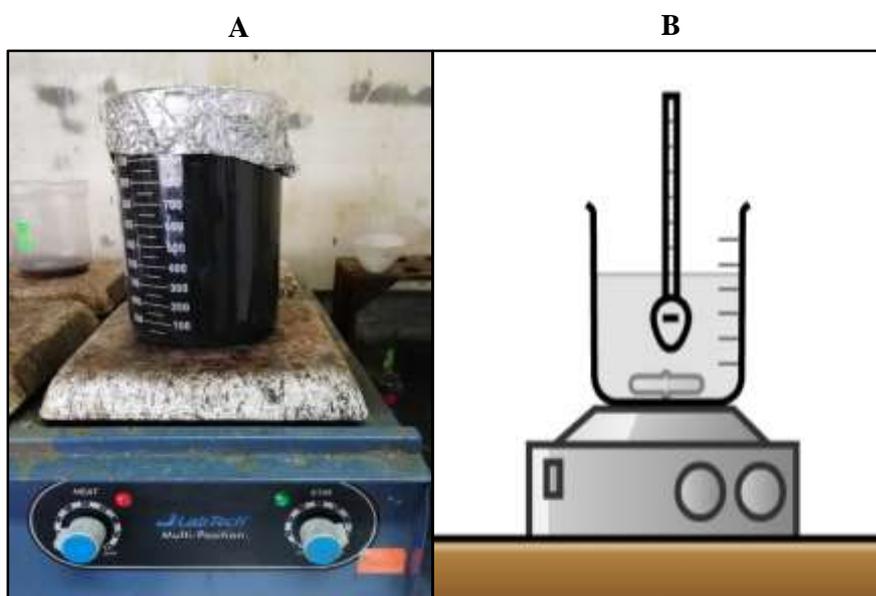


Figura 3-3 Ensayo de lixiviación ácida A) Fotografía; B) Esquema del proceso

Realizado por: Karla Garcés, 2018

2.2 Ensayos de lixiviación con tiosulfato de sodio

Tras finalizar el acondicionamiento de las PCB's, se procede con la lixiviación de oro bajo las condiciones que se indican en la Tabla 5-3, siguiendo el procedimiento que se indica a continuación:

Tabla 5-3 Condiciones de ensayos de lixiviación de oro

Muestra	Na ₂ S ₂ O ₃ [M]	NH ₃ [M]	CuSO ₄ · 5 H ₂ O [mM]	Sólidos (%)	Tiempo (horas)	Aire [L/min]
PCB´s pulverizados	1	0,25	2	15	24	0
Relave de lixiviación con HNO ₃	0,7	0,375	0	5	24	0
Relave de doble lixiviación con NH ₃	0,7	0,061	0	5	24	0
Relave de doble lixiviación con HNO ₃	0,7	0,11	0	5	24	0
Relave de doble lixiviación con HNO ₃	1	0,3	0	15	24	0
Relave de lixiviación con HNO ₃	1	0,21	0	5	24	0
Relave de lixiviación con HNO ₃	1	0,175	2	5	1	0
Relave de lixiviación con HNO ₃	0,7	0,260	0	5	6	0
Relave de lixiviación con HNO ₃	1	0,260	0	5	6	0
Relave de lixiviación con HNO ₃	0,7	0,19	0	5	6	0,25
Relave de lixiviación con HNO ₃	2	0,92	0	25	6	0

* Temperatura 20 °C, pH de 10,5 y velocidad de agitación de 700 rpm

Realizado por: Karla Garcés, 2018

- Pesar la cantidad necesaria de tiosulfato de sodio (Na₂S₂O₃) para obtener la concentración requerida, colocarlo en un vaso de precipitación, añadir agua destilada (H₂O) y agitar hasta que se disuelva.
- Pesar la muestra de PCB´s previamente tratada y añadirla a la solución de tiosulfato de sodio.
- Ajustar el pH de la solución añadiendo gota a gota amoníaco (NH₃) hasta llegar a 10,5, tal como indica el esquema de la Figura 4-3.

- Durante el proceso de lixiviación, se tomaron dos alícuotas de 10 ml a las 1, 2, 3, 4, 5, 6 y 24 horas. La primera alícuota se envió para análisis de oro, plata y cobre por espectrofotometría de absorción atómica y la segunda se utilizó para la determinación de la concentración de tiosulfato de sodio libre, proceso que se detalla en el ítem 3.2.1.
- Al concluir con el tiempo de lixiviación, se filtró la solución utilizando un embudo y papel filtro, separando la solución fuerte del relave, éste último fue lavado con agua destilada para eliminar los residuos de solución remanentes, obteniendo la solución de lavado. Se deberá tomar una alícuota de 10 mL de la solución fuerte y solución de lavado respectivamente para análisis de oro, plata y cobre por espectrofotometría de absorción atómica.
- Finalmente, el relave se secó a 110 ° C en la estufa durante 3 horas. Al transcurrir este tiempo se tomaron 100 mg para realizar una disgregación ácida con el propósito de conocer la concentración de cobre remanente en el relave; para analizar el oro y plata remanentes se lleva a cabo el análisis por ensayo de fuego.

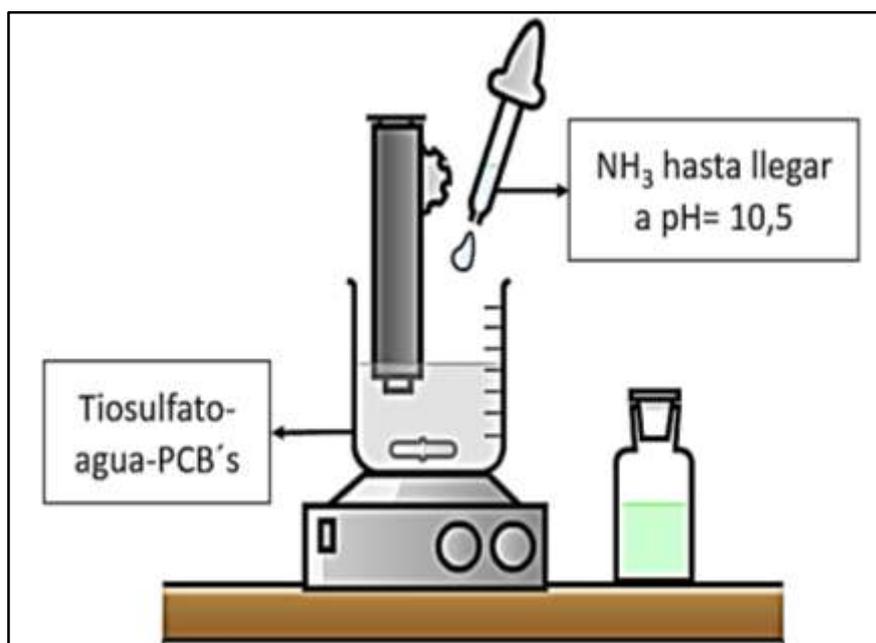


Figura 4-3 Esquema del proceso de lixiviación de oro con tiosulfato de sodio
Realizado por: Karla Garcés, 2018

3.1.3 Determinación de la concentración de tiosulfato libre

Se lleva a cabo aplicando el método conocido como *yodimetría*, el cual es realizado con el propósito de determinar la cantidad de tiosulfato libre a un cierto intervalo de tiempo durante el

proceso de lixiviación, para lo cual se debe tener una solución valorada de yodo (titulante) la cual es titulada por una alícuota del lixiviado previamente filtrado (analito).

La alícuota extraída es colocada en una bureta de 25 mL, mientras que 10 mL de la solución de yodo son colocados en un frasco Erlenmeyer. Gota a gota se titulaba la solución de yodo hasta que el color cambie de negro a un tenue amarillo. En dicho momento se añadían tres gotas de solución de almidón al 1% (indicador) para cambiar el color de la solución de yodo de amarillo a azul oscuro. Finalmente se continuaba titulado hasta que la solución perdiera su coloración y se anotaba el volumen gastado para realizar los cálculos pertinentes.

3.3 Ensayos de adsorción con resina de intercambio iónico.

Con el objetivo de recuperar el oro disuelto en la solución de tiosulfato amoniacal se procede a realizar ensayos de adsorción utilizando la resina de intercambio iónico Purogold™ MTA5011, siguiendo el procedimiento indicado a continuación:

- Previo a su uso, la resina debe ser lavada con agua desionizada y dejarse secar a temperatura ambiente.
- El ensayo se realiza en un frasco Erlenmeyer, el cual contiene el lixiviado (solución fuerte) al cual se le añade la resina de intercambio iónico, esta solución es llevada a agitación magnética a temperatura ambiente como se muestra en la Figura 5-3, durante el tiempo establecido y al finalizar el proceso se realiza una filtración. La resina resultante debe dejarse secar a temperatura ambiente.
- Con el propósito de construir las isotermas de adsorción, se llevaron a cabo cinco pruebas usando una relación resina: lixiviado de: 0.1 g/L, 0.5 g/L, 1 g/L, 5 g/L y 10 g/L, manteniendo una agitación magnética durante 24 horas, siendo necesario tomar alícuotas antes de agregar la resina (t_0) y al final del proceso (t_{24}) para analizar por espectrofotometría de absorción atómica el contenido de oro, plata y cobre.
- Además, se realizó un ensayo utilizando la relación resina: lixiviado más eficiente (100 g/L), con la finalidad de determinar la cinética de adsorción, para lo cual es necesario tomar alícuotas a las 1,2,3,4,5,6 y 24 horas, las cuales fueron filtradas y posteriormente enviadas para su análisis por espectrofotometría de absorción atómica.

- Finalmente se filtra la solución y la resina utilizada en el proceso de adsorción es secada a temperatura ambiente durante 24 horas.

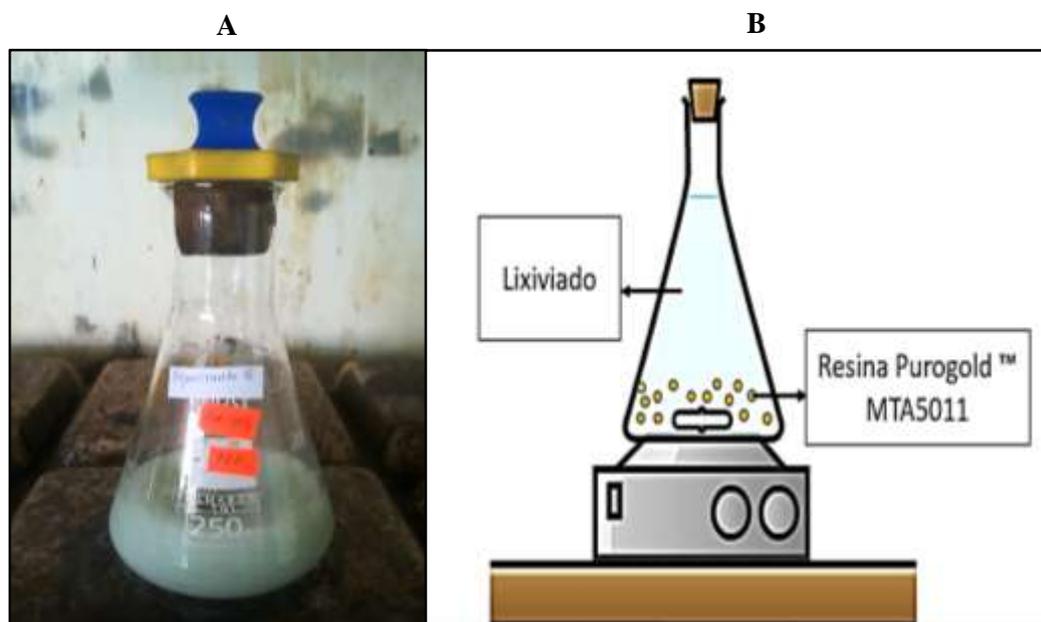


Figura 5-3 Ensayo de adsorción de oro en resina de intercambio iónico A) Fotografía; B) Esquema del proceso

Realizado por: Karla Garcés, 2018

3.4 Ensayos de elución

El oro adsorbido en la resina de intercambio iónico debe ser eluido, para lo cual se evalúan distintas soluciones eluyentes a diferentes concentraciones como se muestra en la Tabla 6-3; cada ensayo debe ser realizado utilizando una relación resina: solución de 50 g/L, con una velocidad de agitación de 500 rpm durante 24 horas, realizando una variante en la temperatura, ya que con cada eluyente se llevan a cabo dos ensayos, uno a 20 °C (temperatura ambiente) y otro a 50 °C.

Tabla 6-3 Condiciones de ensayos de elución de oro

Solución		Concentración	pH
1. Nitrato de amonio	[NH ₄ NO ₃] (M)	2	8
Sulfito de sodio	[Na ₂ SO ₃] (M)	0,1	
2. Tiocianato de potasio	[KSCN] (g/L)	100	12
3. Sulfato de sodio	[Na ₂ SO ₄] (M)	2	11
Amoníaco	[NH ₃] (M)	1	
4. Cloruro de sodio	[NaCl] (M)	2	11
Sulfito de sodio	[Na ₂ SO ₃] (M)	0,1	

5. Tiosulfato de sodio	[Na ₂ S ₂ O ₃] (M)	1	10,5
Amoníaco	NH ₃	0,14	

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

El proceso de elución se lleva a cabo siguiendo la misma metodología que un proceso de lixiviación como se muestra en la Figura 6-3, en primera instancia se debe preparar la solución que corresponda al ensayo requerido, en la misma se coloca la resina y se procede con la agitación magnética, tomando en cuenta la temperatura requerida en el proceso. Durante el proceso de elución, se tomaron alícuotas de 10 mL a las 1, 2, 3, 4, 5, 6 y 24 horas, para análisis de oro, plata y cobre por espectrofotometría de absorción atómica. Al finalizar el tiempo de elución, se llevó a cabo una filtración, separando la solución fuerte de la resina eluida, ésta fue lavada con agua destilada para eliminar los residuos de solución remanentes, obteniendo la solución de lavado. Se deberá tomar una alícuota de 10 mL de la solución fuerte y solución de lavado respectivamente para el subsecuente análisis.

Finalmente, la resina eluida se secó a temperatura ambiente durante 24 horas. Al transcurrir este tiempo se tomaron 100 mg para realizar una disgregación ácida con el propósito de conocer la concentración de cobre remanente, para analizar el oro y plata remanentes, se realiza el análisis por ensayo de fuego.

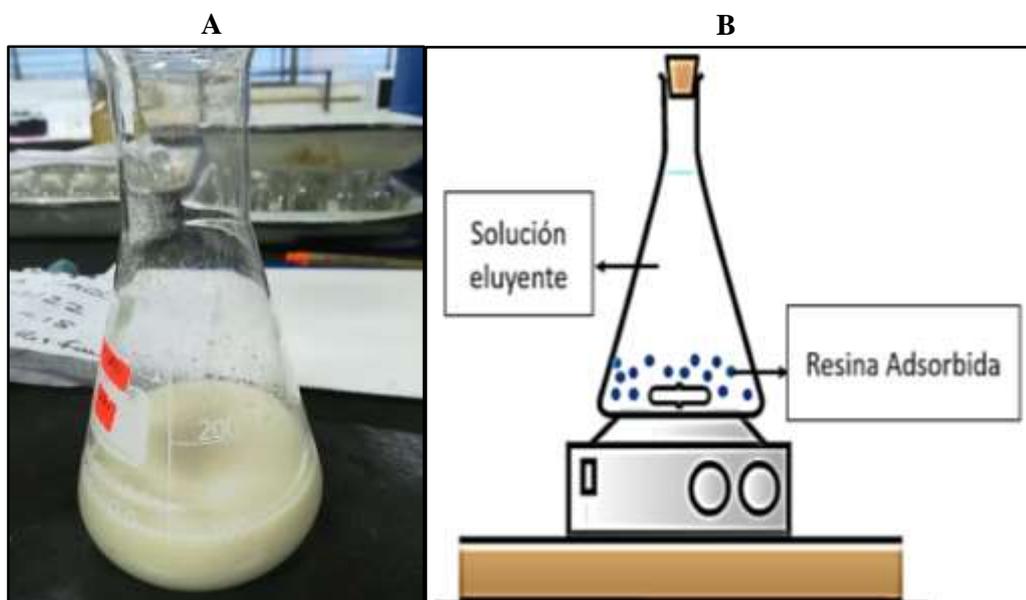


Figura 6.3 Ensayo de elución de oro A) Fotografía; B) Esquema del proceso
Realizado por: Karla Garcés, 2018.

3.5 Ensayos de Electrowinning

Los ensayos de electrowinning fueron aplicados a las soluciones resultantes del proceso de elución variando el tiempo (1 y 6 horas) y el voltaje aplicado (0,5 y 1,5 V), además se añadió amoníaco (NH_3) para estabilizar el pH y sulfito de sodio (Na_2SO_3) para evitar la precipitación de sulfuro de oro.

Para la ejecución de dichos ensayos, se utilizó una celda electrolítica de plástico de 200 mL de capacidad, en la cual se añadieron 100 mL de la solución como se muestra en la Fotografía 2-3. Se procedió a conectar el ánodo y cátodo (acero inoxidable) a la fuente en donde se regulaba el voltaje requerido. Durante el proceso es necesario verificar el voltaje y el pH del sistema, además, se deben tomar alícuotas a diferentes intervalos de tiempo, las cuales son enviadas a análisis por espectrofotometría de absorción atómica, con la finalidad de determinar la cantidad de oro que se ha depositado en el cátodo.



Fotografía 2-3 A) Celda electrolítica conectada a la fuente de corriente; B) Celda electrolítica
Realizado por: Karla Garcés, 2018.

CAPÍTULO IV

4. METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN

4.1 Hipótesis y variables

4.1.1 *Hipótesis General*

La recuperación de oro a partir de PCB's de aparatos eléctricos y electrónicos descartados, utilizando tiosulfato de sodio como agente lixivante logra un rendimiento de recuperación de oro del 80%.

4.1.2 *Hipótesis Específicas*

- La caracterización físico-química de las tarjetas de circuitos, permite analizar e identificar los elementos y compuestos presentes en las mismas.
- La eficiencia de recuperación de oro aumenta al remover el excedente de cobre en la muestra, y posteriormente lixiviar con tiosulfato de sodio en presencia de amoníaco e iones cobre (II).
- El uso de la resina Purolite MTA5011 permite la adsorción del complejo oro-tiosulfato.
- Se obtiene mayor recuperación de oro por el proceso de electrowinning incrementando el potencial de corriente.

4.1.3 *Identificación de Variables*

4.1.3.1 *Variables dependientes:*

- Caracterización físico-química de las PCB's.
- Porcentaje de oro en la disolución resultante del proceso de lixiviación.
- Porcentaje de recuperación de oro en el proceso de adsorción con resina de intercambio iónico.

- Porcentaje de recuperación de oro mediante el proceso de electrowinning.

4.1.3.2 Variables independientes:

- Tamaño de partícula de la muestra, concentración de oro, plata, cobre y otros compuestos y elementos presentes en las PCB's, porcentaje de sólidos, concentración de tiosulfato de sodio, amoníaco e iones cobre (II), tiempo, pH, velocidad de agitación, temperatura.
- Carácter de la resina, tamaño de partícula de la resina, tiempo de contacto, temperatura, concentración de oro, razón disolución/resina, velocidad de agitación, concentración del agente lixivante, volumen de resina de intercambio iónico, pH.
- Amperaje, tiempo.

4.1.4 Operacionalización de Variables

Tabla 1-4 Operacionalización de Variables

Categoría	Variables	Concepto	Indicadores	Instrumentos de medición
Recuperación de oro a partir de PCB's de aparatos eléctricos y electrónicos descartados con tiosulfato de sodio como agente lixivante.	<ul style="list-style-type: none"> • Caracterización físico-química de las PCB's. • Tamaño de partícula de la muestra, concentración de oro, plata, cobre y otros compuestos y elementos presentes en las PCB's. 	La caracterización físico-química es una secuencia de operaciones destinadas a encontrar las características físicas y la composición química de una muestra, con el fin de establecer una línea base para su posterior tratamiento.	<ul style="list-style-type: none"> • Tamaño de partícula de la muestra. • Concentración de oro, plata y cobre. • Concentración de otros compuestos y elementos presentes en las tarjetas. 	<ul style="list-style-type: none"> • Microscopio electrónico de barrido. • Absorción atómica. • Ensayo al fuego.
	<ul style="list-style-type: none"> • Porcentaje de oro en la disolución resultante del proceso de lixiviación. • Porcentaje de sólidos, concentración de tiosulfato de sodio, amoníaco e iones cobre (II), tiempo, pH, velocidad de agitación, temperatura. 	Los procesos de lixiviación con tiosulfato como agente lixivante junto con amoníaco líquido implican una reacción electroquímica, catalizada por iones cobre (II) disueltos para acelerar la disolución de oro metálico.	<ul style="list-style-type: none"> • Tamaño de partícula de la muestra. • Concentración de tiosulfato de sodio. • Concentración de iones cobre (II). • Concentración de amoníaco. • pH de la solución. 	<ul style="list-style-type: none"> • Tamiz vibratorio (distintas aperturas) • Análisis volumétrico • pH metro • Balanza analítica • Vasos de precipitación • Espectrofotómetro de absorción atómica • Yodimetría

			<ul style="list-style-type: none"> • Tiempo de lixiviación. • Velocidad de agitación. • Porcentaje de sólidos. • Toma y análisis de alícuotas. • Concentración de tiosulfato de sodio libre. • Cantidad de oro, cobre y plata presentes en el relave. 	<ul style="list-style-type: none"> • Reloj-Cronómetro • Ensayo al fuego
<ul style="list-style-type: none"> • Porcentaje de recuperación de oro en el proceso de adsorción con resina de intercambio iónico. • Carácter de la resina, tamaño de partícula de la resina, tiempo de contacto, temperatura, concentración de oro, razón disolución/resina, velocidad de agitación, concentración del agente 	<p>Las resinas de intercambio iónico son materiales sintéticos, sólidos e insolubles en agua, que se presentan en forma de esferas o perlas, aunque también las hay en forma de polvo. Con respecto a la utilización de resinas de intercambio iónico en la recuperación de oro desde disoluciones acuosas con tiosulfato y amoniaco, se han utilizado principalmente resinas</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Carácter de la resina. • Tamaño de partícula de la resina. • Tiempo de contacto. • Temperatura. • Concentración de oro. • Concentración de tiosulfato. • Razón disolución/resina. • Agitación mecánica. • pH de la solución. 	<ul style="list-style-type: none"> • Tamices. • Reloj-Cronómetro • Balanza analítica • pH metro • Termómetro • Espectrofotómetro de absorción atómica 	

	lixivante, volumen de resina de intercambio iónico, pH.	de intercambio iónico de base débil.		
	<ul style="list-style-type: none"> • Porcentaje de recuperación de oro mediante el proceso de electrowinning. • Amperaje, tiempo. 	En el proceso de electrowinning se dan una serie de reacciones de las cuales la más importante es la reducción del complejo oro-tiosulfato en oro metálico. Se debe realizar una variación del tiempo y voltaje aplicado para evaluar el proceso.	<ul style="list-style-type: none"> • Capacidad de la celda electrolítica • Tiempo • Voltaje • Amperaje • Toma y análisis de alícuotas. • pH del sistema 	<ul style="list-style-type: none"> • Vasos de precipitación. • Reloj-Cronómetro • Multímetro • Espectrofotómetro de absorción atómica • pH metro

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

4.1.5 Matriz de Consistencia

Tabla 2-4 Matriz de consistencia

Problema General	Objetivo General	Hipótesis General
¿Cómo recuperar oro de las PCB's de aparatos eléctricos y electrónicos descartados, utilizando un	Recuperar oro a partir de PCB's de aparatos eléctricos y electrónicos descartados con tiosulfato de sodio como agente lixivante.	La recuperación de oro a partir de circuitos impresos de aparatos eléctricos y electrónicos descartados, con tiosulfato de sodio como agente lixivante, logra un rendimiento de recuperación de oro del 80%.

método eco amigable y eficiente?				
Problemas Específicos	Objetivos Específicos	Hipótesis Específicas	Variables específicas	Técnicas de recolección de datos
<ul style="list-style-type: none"> • ¿Cuáles serán los ensayos de caracterización físico-química que se deberán aplicar a las PCB's de aparatos eléctricos y electrónicos descartados? • ¿Cuáles deberán ser las condiciones adecuadas para que se dé un proceso eficiente de lixiviación para recuperación de oro con tiosulfato de sodio como agente lixivante? 	<ul style="list-style-type: none"> • Realizar la caracterización físico-química de las PCB's de aparatos eléctricos y electrónicos descartados. • Evaluar la eficiencia del proceso de lixiviación para recuperación de oro con tiosulfato de sodio como agente lixivante. • Evaluar la eficiencia del proceso de extracción con resina de intercambio iónico y electrowinning para la recuperación de oro a partir de las soluciones de tiosulfato. 	<ul style="list-style-type: none"> • La caracterización físico-química de las tarjetas de circuitos, permite analizar e identificar los elementos y compuestos presentes en las mismas. • La eficiencia de recuperación de oro aumenta al remover el excedente de cobre en la muestra, y posteriormente lixiviar con tiosulfato de sodio en presencia de amoníaco e iones cobre (II). • El uso de la resina Purolite MTA5011 permite la 	<p>Dependientes:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Caracterización físico-química de las PCB's. • Porcentaje de oro en la disolución resultante del proceso de lixiviación. • Porcentaje de recuperación de oro en el proceso de adsorción con resina de intercambio iónico. • Porcentaje de recuperación de oro mediante el proceso de electrowinning. <p>Independientes:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Tamaño de partícula de la muestra, concentración de oro, plata, cobre y otros 	<ul style="list-style-type: none"> • Experimentación. • Observación directa. • Entrevistas. • Documentos y registros.

<ul style="list-style-type: none"> • ¿Cuáles deberán ser las condiciones adecuadas para que se dé el proceso de electrowinning para recuperación de oro a partir de las soluciones de tiosulfato, con el fin de obtener una máxima recuperación del mismo? 		<p>adsorción del complejo oro-tiosulfato.</p> <ul style="list-style-type: none"> • Se obtiene mayor recuperación de oro por el proceso de electrowinning incrementando el potencial de corriente. 	<p>compuestos y elementos presentes en las PCB's.</p> <ul style="list-style-type: none"> • Porcentaje de sólidos, concentración de tiosulfato de sodio, amoníaco e iones cobre (II), tiempo, pH, velocidad de agitación, temperatura. • Carácter de la resina, tamaño de partícula de la resina, tiempo de contacto, temperatura, concentración de oro, razón disolución/resina, velocidad de agitación, concentración del agente lixivante, volumen de resina de intercambio iónico, pH. • Amperaje, tiempo. 	
---	--	--	--	--

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

4.2 Tipo y Diseño de Investigación

El tipo de investigación a realizar en el presente trabajo, según su propósito es aplicada, según la clase de medios utilizados para obtener los datos es documental y experimental, y según el nivel de conocimientos que se adquieren es exploratoria y descriptiva.

Por lo tanto, el diseño de investigación a seguir según el propósito de estudio es experimental, según la cronología de las observaciones es prospectivo, y según el número de mediciones es longitudinal.

4.3 Unidad de Análisis

Recuperación de oro a partir de PCB's de aparatos eléctricos y electrónicos descartados con tiosulfato de sodio como agente lixivante.

4.4 Población de Estudio

Las conclusiones que se obtengan serán válidas a nivel mundial, ya que serán datos de relevancia en el campo metalúrgico y ambiental, debido a que el reciclaje de basura electrónica y aprovechamiento de sus componentes es un tema que necesita estar en continua investigación para la mejora de los procesos tales como la recuperación de metales base y preciosos de las PCB's.

4.5 Tamaño de Muestra

Se considera una muestra de 3 kg de PCB's de aparatos eléctricos y electrónicos desechados.

4.6 Selección de muestra

Se realiza una búsqueda de aparatos eléctricos y electrónicos, posteriormente se procede a desarmar dichos aparatos y extraer las PCB's. Finalmente, éstas deben ser pesadas.

4.7 Técnicas de Recolección de Datos

- La recolección de datos se hizo en base a procedimientos sustentados bibliográficamente, utilizando técnicas tales como: entrevistas, observación y diagrama de flujo.
- La medición de datos se basa en análisis físicos y químicos realizados a escala de laboratorio.

CAPITULO V

5. RESULTADOS Y DISCUSION

5.1 Caracterización físico-química

5.1.1 Caracterización física

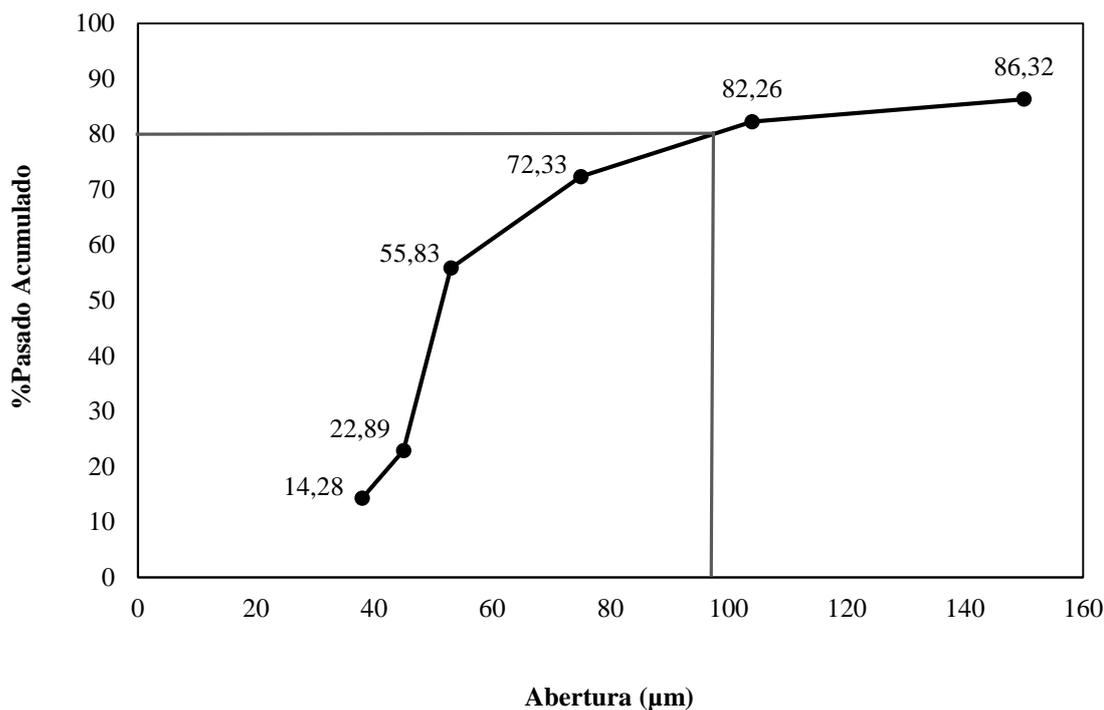
Al finalizar el ensayo de análisis granulométrico de la muestra pulverizada de las PCB's, se tomaron los datos necesarios para la determinación del tamaño de partícula, los cuales se exponen en la Tabla 1-5.

Tabla 1-5 Determinación del tamaño de partícula

# Malla	Abertura (μm)	Peso 1 (g)	Peso 2 (g)	Peso Retenido (g)	Retenido (%)	Retenido Acumulado (%)	Pasado Acumulado (%)
100	150	343,5	377,5	34	13,677	13,677	86,323
150	104	374,3	384,4	10,1	4,063	17,739	82,261
200	75	344,6	369,3	24,7	9,936	27,675	72,325
270	53	346,5	387,5	41	16,492	44,167	55,833
325	45	426,5	508,4	81,9	32,944	77,112	22,888
400	38	373,4	394,8	21,4	8,608	85,720	14,280
Fondo	-	490	525,5	35,5	14,280	100,000	0,000
TOTAL				248,6	100	d80=	97 μm

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

Se construyó la curva granulométrica que se muestra en la Gráfica 1-5, en la cual se indica que el 80% del tamaño de partícula es menor a 97 μm . Este valor es inversamente proporcional a la recuperación de los metales de interés, debido a que a menor tamaño de partícula existe una mayor liberación de los metales y adicionalmente aumenta el área superficial lo cual facilita el contacto entre el sólido y el líquido en los procesos subsecuentes de lixiviación.



Gráfica 1-5 Curva granulométrica
 Realizado por: Karla Garcés, 2018.

5.1.2 Caracterización química

Los componentes de las PCB's fueron analizados por fluorescencia de rayos X, éstos se exponen en la Tabla 2-5, evidenciando que el principal componente es la sílice (Si) el cuál es un material semiconductor de bajo costo utilizado como base en las tarjetas, seguido por el cobre (Cu) que es un material conductor que forma las pistas sobre las cuales circula la corriente. Existe también la presencia de metales pesados como el plomo (Pb) y cromo (Cr) los cuales son altamente tóxicos para el medio ambiente, además en diferentes porcentajes se identifican distintos metales base y no metales. En lo que respecta a los metales preciosos, sólo se identificó plata (Ag), de acuerdo a bibliografía se conoce que existe oro en la muestra, pero es probable que éste no se haya identificado ya que la concentración del mismo está por debajo del límite de detección de la fluorescencia de rayos X.

Además, se expresaron los resultados en forma de óxidos a partir del cálculo estequiométrico.

Tabla 2-5 Componentes de las PCB's

Elemento	Contenido (%)	Óxido	Contenido (%)
Sílice (Si)	17,64	SiO ₂	37,74
Cobre (Cu)	13,93	CuO	17,44
Calcio (Ca)	8,31	CaO	11,62
Aluminio (Al)	4,47	Al ₂ O ₃	8,44
Estaño (Sn)	2,14	SnO ₂	2,72
Hierro (Fe)	2,04	Fe ₂ O ₃	2,92
Zinc (Zn)	1,63	ZnO	2,03
Bario (Ba)	1,09	BaO	1,21
Azufre (S)	0,94	PbO	0,84
Plomo (Pb)	0,77	MgO	0,70
Magnesio (Mg)	0,42	TiO ₂	0,54
Níquel (Ni)	0,36	NiO	0,47
Antimonio (Sb)	0,34	Sb ₂ O ₃	0,41
Titanio (Ti)	0,33	Na ₂ O	0,33
Sodio (Na)	0,24	P ₂ O ₅	0,19
Tantalio (Ta)	0,12	Ta ₂ O ₅	0,14
Plata (Ag)	0,1	Cr ₂ O ₃	0,10
Fósforo (P)	0,09	MnO	0,09
Manganeso (Mn)	0,07	K ₂ O	0,09
Potasio (K)	0,07	SrO	0,07
Cromo (Cr)	0,07	ZrO ₂	0,06
Estroncio (Sr)	0,06	Nb ₂ O ₅	0,06
Zirconio (Zr)	0,05		
Niobio (Nb)	0,04		

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

Con el propósito de identificar las concentraciones exactas de oro (Au), plata (Ag) y cobre (Cu) es decir, establecer su ley que es el contenido de un metal por unidad de peso, se realizó el análisis por absorción atómica posterior a ensayo al fuego para oro y plata y disgregación ácida para cobre. Se realizaron los cálculos pertinentes y al realizar un promedio con los datos obtenidos de los ensayos realizados, se obtuvieron los valores expresados en la Tabla 3-5. Al comparar la concentración de oro existente en las PCB's pulverizadas (451 g/ton) con la de una mena aurífera (4 -15 g/ton) (Hinojosa, 2016, pp. 38-45), ésta es 100 veces superior, por lo cual se la considera como una fuente secundaria de metales preciosos a la espera de ser extraídos. Cabe recalcar que la minería urbana, ha tomado fuerza durante los últimos años en varios países, ya que al existir cantidades desmesuradas de residuos electrónicos se busca el aprovechamiento de los mismos, pero la recuperación de metales de las PCB's no puede considerarse como una fuente primaria debido a que el porcentaje de las mismas en los residuos electrónicos es bajo (aproximadamente

12 %), además con el avance tecnológico se han encontrado materiales que reemplazan a los metales preciosos en el ensamblaje de aparatos eléctricos y electrónicos.

Tabla 3-5 Concentración de metales de interés contenidos en PCB´s

Metal	Concentración
Oro (Au) (g/ton)	451,10
Plata (Ag) (g/ton)	1993,83
Cobre (Cu) (%)	27,28

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

5.2 Ensayos de lixiviaciones ácidas

De acuerdo al análisis químico realizado previamente se determinó que existe un 27,28 % de cobre, por lo cual es necesario remover este metal ya que causa interferencias en los procesos subsecuentes de recuperación de oro. Por lo cual se probaron 3 agentes lixiviantes distintos como se indica en la Tabla 4-5, siendo el más eficiente el ácido nítrico (HNO₃) ya que logra una recuperación del 93,32% bajo las condiciones indicadas, para lograr esta recuperación se modificaron dos variables: el tiempo y la temperatura, debido a que en las condiciones iniciales indicadas en Kumar et al., 2014, se obtuvo un 75% de disolución de cobre durante 2 horas a 90 °C. Es decir, la disolución de cobre aumenta con el tiempo, además se disminuyó la temperatura ya que a 90 °C se evapora el ácido nítrico.

Tabla 4-5 Resultados de ensayos de lixiviaciones ácidas

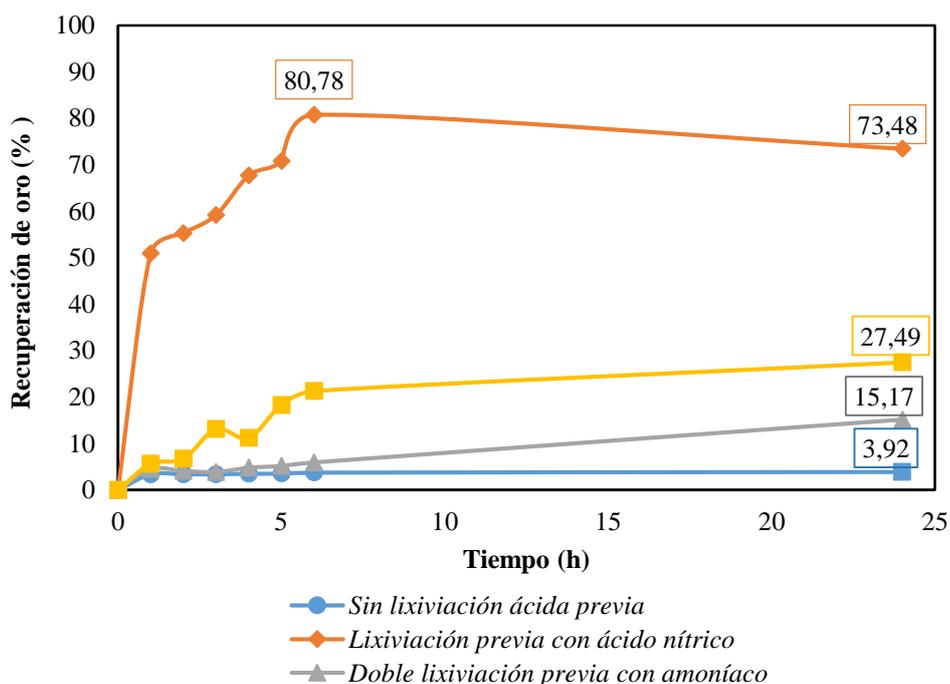
Condiciones	Cobre disuelto (%Cu)
1) 5% sólidos; [H ₂ SO ₄]= 2 M; [H ₂ O ₂]= 0,2 M; tiempo=2 horas; temperatura=80 °C; velocidad de agitación= 700 rpm (Birloaga et al., 2013).	58,46
2) Doble lixiviación: 4,76% sólidos; [NH ₃]= 2 M; [(NH ₄) ₂ SO ₄]= 2 M; tiempo= 6 horas; temperatura= 35 °C; velocidad de agitación= 400 rpm (Koyama, Tanaka and Lee, 2006).	87,27
3) 10% sólidos; [HNO ₃]= 4 M; tiempo= 6 horas; temperatura= 40 °C; velocidad de agitación= 400 rpm (Kumar et al., 2014).	93,32

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

5.3 Ensayos de lixiviación con tiosulfato de sodio

5.3.1 Efecto del tratamiento ácido previo en la recuperación de oro

Se realizaron ensayos de lixiviación con tiosulfato de sodio utilizando relaves provenientes de distintos lavados ácidos como se indica en la Gráfica 2-5.



Gráfica 2-5 Efecto del tratamiento previo de la muestra en la recuperación de oro

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

La concentración de cobre en el relave es una variable determinante en la recuperación de oro, ya que se tiene una relación inversamente proporcional entre ambos factores, esto se debe a que el exceso de iones cobre disueltos en la solución oxidan al tiosulfato, dando lugar a reacciones redox que favorecen la reducción del cobre (II) a cobre (I) y la conversión del tiosulfato a diferentes politionatos que interfieren en la recuperación de oro.

Por otro lado, el ensayo de lixiviación utilizando el relave proveniente de la doble lixiviación con ácido nítrico indica una recuperación del 27,49 % de oro, siendo este un valor bajo pese a que se tiene una baja concentración de cobre (1,43 mg/L), lo cual indica que debe existir una concentración adecuada de cobre, ya que una baja concentración o ausencia del mismo no permitirá la formación la cuprotetramina que es el complejo que cataliza el proceso de lixiviación de oro.

Tabla 5-5 Condiciones de ensayos de lixiviación de oro con tiosulfato de sodio

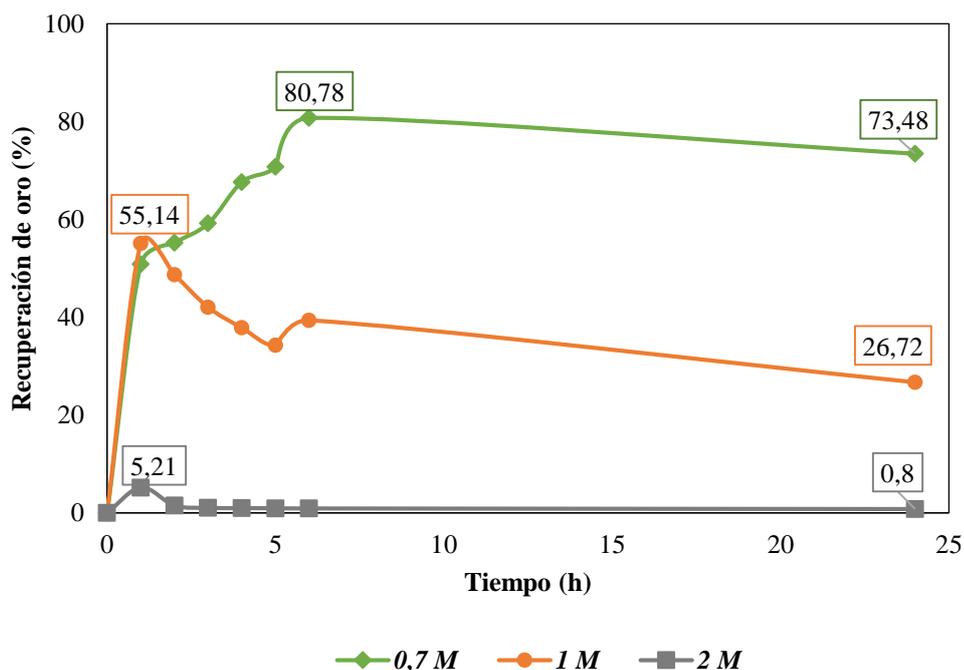
Lixiviación ácida previa	Cobre remanente (mg/L)	Cobre remanente (% Cu)	Condiciones de lixiviación	Recuperación oro (% Au)
-	114,93	27,276	15% sólidos; [Na ₂ S ₂ O ₃]= 1M; [CuSO ₄ .5 H ₂ O]= 2mM; NH ₃ gota a gota hasta alcanzar un pH= 10,5; velocidad de agitación= 700 rpm; tiempo= 24 horas; temperatura= 20°C.	3,92
HNO ₃	7,45	1,414	5% sólidos; [Na ₂ S ₂ O ₃]= 0,7 M; NH ₃ gota a gota hasta alcanzar un pH= 10,5; velocidad de agitación= 700 rpm; tiempo= 24 horas; temperatura= 20°C.	73,48
Doble lixiviación con NH ₃	72,6	7,196		15,17
Doble lixiviación con HNO ₃	1,43	0,342		27,49

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

5.3.2 Efecto de la concentración de tiosulfato de sodio en la recuperación de oro

Se llevaron a cabo ensayos a distintas concentraciones iniciando con 0,7 M de tiosulfato de sodio, que según lo expuesto por (Gámez, 2014) se logra una alta recuperación de oro (80 %) a la primera hora de iniciado el proceso, de acuerdo a esta investigación se demuestra que al aumentar la concentración de tiosulfato desde 0,2 M hasta 0,7 M también aumenta la recuperación de oro en la solución.

En el presente trabajo se han realizado ensayos incrementando la concentración de tiosulfato a 1 M y 2 M como se muestra en la Gráfica 3-5, evidenciando un descenso en la recuperación de oro, debido a que las concentraciones más altas de tiosulfato incrementan el consumo del mismo, provocando un aumento en las concentraciones de productos secundarios resultantes de su degradación, tales como: sulfato, tritonato y tetratonato. Por lo tanto, al variar la concentración de tiosulfato, existe un cambio en la región de estabilidad de la especie de oro, y por lo tanto un cambio significativo en el valor de pH, y si el potencial del sistema tiosulfato-cobre-amoniaco es demasiado bajo, el oro permanece sin disolver y el cobre se precipitará como un sulfuro (Ha *et al.*, 2010, pp. 1115–1119).



Gráfica 3-5 Efecto de la concentración de tiosulfato de sodio en la recuperación de oro

Realizado por: Karla Garcés

En la tabla 6-5, se muestra que al aumentar la concentración de tiosulfato también aumenta el porcentaje de recuperación cobre, factor que influye negativamente en la recuperación de oro debido a que da lugar a un consumo excesivo del mismo. Por lo tanto, se determinó que el comportamiento de lixiviación del oro es sumamente complejo ya que la variación de las concentraciones de tiosulfato, cobre, y amoníaco en la solución deben ser controladas y optimizadas para cada mineral con el fin de obtener una mejor cinética y una mayor recuperación de oro.

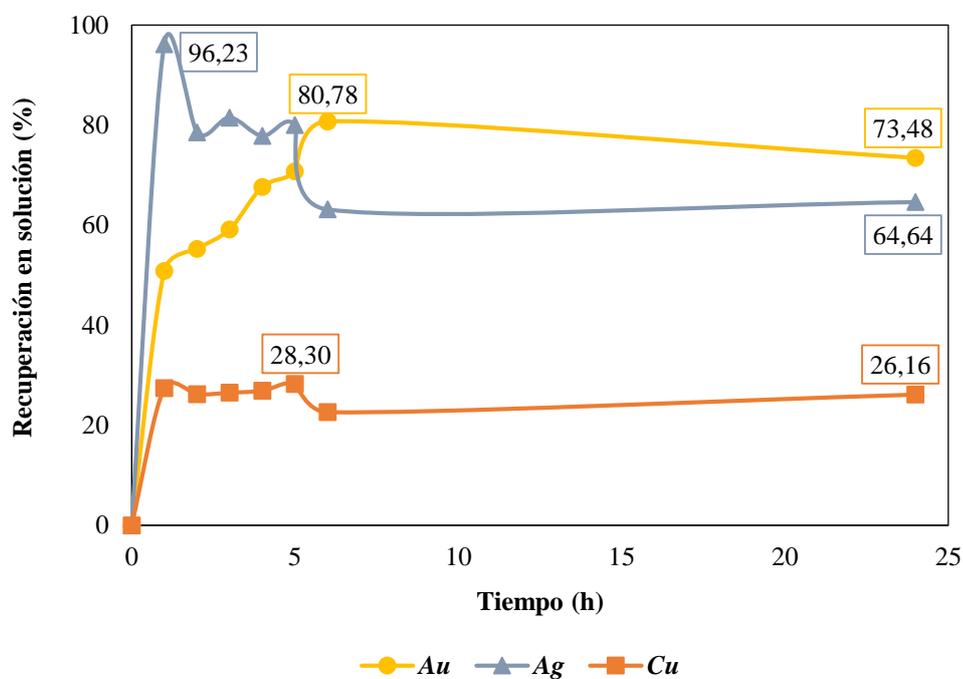
Tabla 6-5 Condiciones de ensayos de lixiviación de oro con tiosulfato de sodio

[Na ₂ S ₂ O ₃] (M)	Condiciones de lixiviación	(% Au)	(% Ag)	(% Cu)
0,7	5% sólidos; NH ₃ gota a gota hasta alcanzar un pH= 10,5; velocidad de agitación= 700 rpm; tiempo= 24 horas; temperatura= 20°C.	73,48	87,62	20,11
1		26,72	88,45	27,21
2	25% sólidos; NH ₃ gota a gota hasta alcanzar un pH= 10,5; velocidad de agitación= 700 rpm; tiempo= 24 horas; temperatura= 20°C.	0,80	7,05	43,88

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

5.3.3 Efecto del tiempo de lixiviación en la recuperación de oro

En las condiciones óptimas de lixiviación se realizó la cinética del proceso como se indica en la Gráfica 4-5. La recuperación de oro aumenta con el tiempo, alcanzando la máxima recuperación a la sexta hora de iniciado el proceso y a partir de entonces se da un descenso hasta llegar a las 24 horas, este comportamiento se da debido a la precipitación del complejo oro tiosulfato como resultado de las posibles reacciones entre el tiosulfato y el oxígeno, dando lugar a una precipitación en forma de sulfuro, que es un compuesto que favorece la pasivación de la superficie metálica del oro impidiendo la disolución del mismo. Asimismo, debido a que el tiosulfato es un complejo muy inestable con el transcurso del tiempo puede transformarse en varios politionatos, lo cual produce una disminución del tiosulfato disponible para la recuperación de oro.



Gráfica 4-5 Efecto del tiempo en la recuperación de oro; *Condiciones: 5% sólidos; $[Na_2S_2O_3]=0,7 M$; NH_3 gota a gota hasta alcanzar un $pH= 10,5$; velocidad de agitación= 700 rpm; tiempo= 24 horas; temperatura= 20°C*

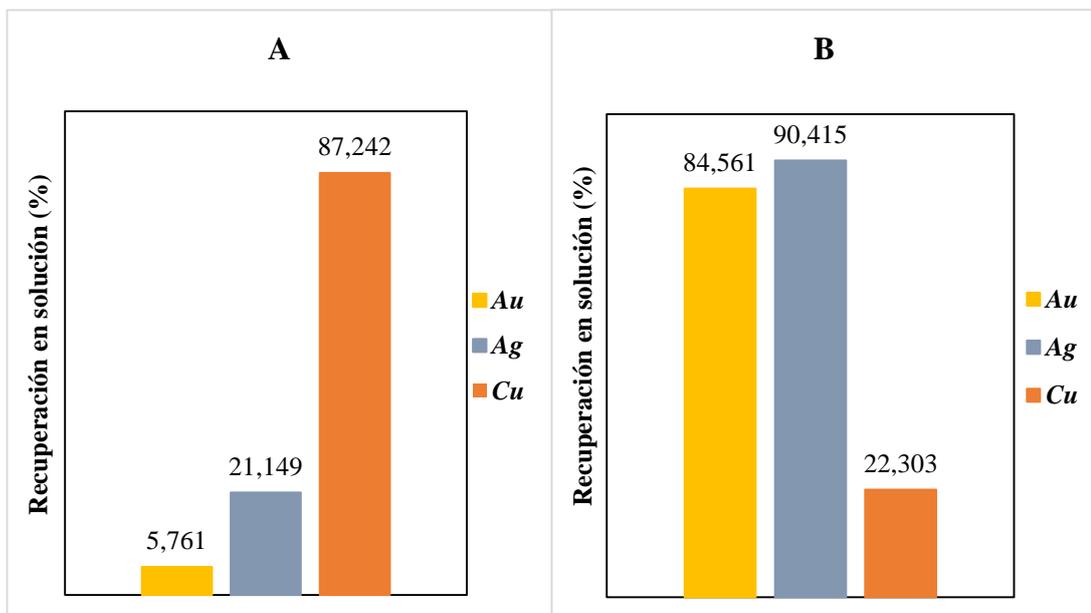
Realizado por: Karla Garcés, 2018.

La máxima recuperación de plata se da en la primera hora de iniciado el proceso, y desciende paulatinamente con el tiempo posiblemente debido al fenómeno explicado anteriormente con el oro. En lo que respecta al cobre existe una máxima recuperación durante la primera hora y éste se mantiene estable durante el proceso manteniendo una recuperación promedio de 28 %, lo cual es favorable ya que al tener bajas concentraciones de cobre disuelto en solución facilitan los

procesos subsecuentes de recuperación de oro (adsorción en resina de intercambio iónico y electrowinning).

5.3.4 Efecto del aire en la recuperación de oro

Basándose en lo que afirma (Xu *et al.*, 2017, p. 5) se puede lograr una disolución de oro satisfactoria a partir de bajas concentraciones de amoníaco (0,2 M), tiosulfato (0,2 M) y cobre (II) (1,6 mM) bajo aireación continua (0,2 L/min de aire), ya que el oxígeno juega un papel importante debido a que permite la oxidación de Cu (I) a Cu (II) y ayuda a la disminución del consumo del tiosulfato. Por lo tanto, se llevó a cabo un ensayo en el cual se ingresa un flujo de aire en el sistema como se puede observar en la Gráfica 5-5, evidenciando una baja recuperación de oro, esto se debe a que un exceso de oxígeno puede oxidar el tiosulfato a sulfatos y tetratiónatos, provocando además que se dé una alta recuperación de cobre. Es por ello que se recomienda el uso de nitrógeno, ya que éste no produce un consumo excesivo de tiosulfato a diferencia del oxígeno.



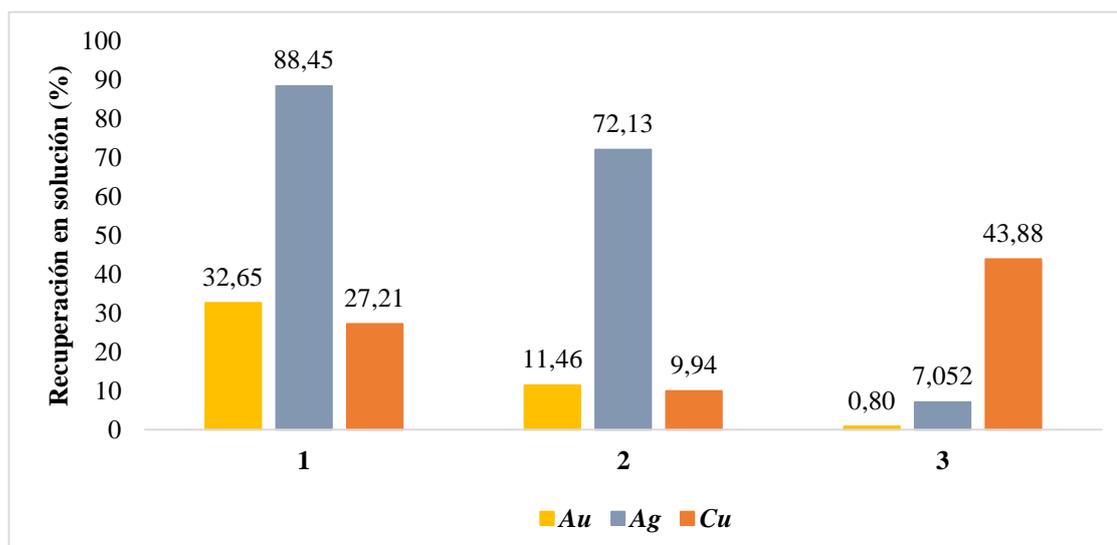
Gráfica 5-5 Efecto del aire en la recuperación de oro; Condiciones: 5% sólidos; $[Na_2S_2O_3] = 0,7 M$; NH_3 gota a gota hasta alcanzar un $pH = 10,5$; velocidad de agitación = 700 rpm, tiempo = 24 horas; temperatura = 20°C. A) Con aire (L/min) = 0,25 y B) sin flujo de aire

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

5.3.5 Efecto del porcentaje de sólidos en la recuperación de oro

En la Figura 6-5, se muestran tres ensayos realizados a diferentes porcentajes de sólidos evidenciados que a mayor porcentaje de sólidos existe una disminución en la recuperación de oro.

Esto sucede debido a que al aumentar el porcentaje de sólidos debería aumentar la concentración de tiosulfato de sodio para que exista así un equilibrio entre los compuestos que intervienen en la lixiviación. Pero tampoco debe darse un incremento excesivo, debido a que el incremento de la concentración de tiosulfato aumenta el consumo del mismo, dando lugar a una alta disolución de cobre e impidiendo la disolución de oro, ya que, al disolverse la mayor parte de cobre, no existió el enlace con el amoníaco y por ende no se formó la cuprotetramina encargada de catalizar la lixiviación.



Gráfica 6-5 Efecto del porcentaje de sólidos en la recuperación de oro; *Condiciones:* $[Na_2S_2O_3]= 1 M$; NH_3 gota a gota hasta alcanzar un $pH= 10,5$; velocidad de agitación= 700 rpm; tiempo= 24 horas; temperatura= $20^{\circ}C$ a 1) 5% sólidos, 2) 15% sólidos y 3) 25% sólidos ($[Na_2S_2O_3]= 2 M$)

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

5.4 Ensayos de adsorción con resina de intercambio iónico

5.4.1 Efecto de la relación resina: lixiviado en la adsorción de oro

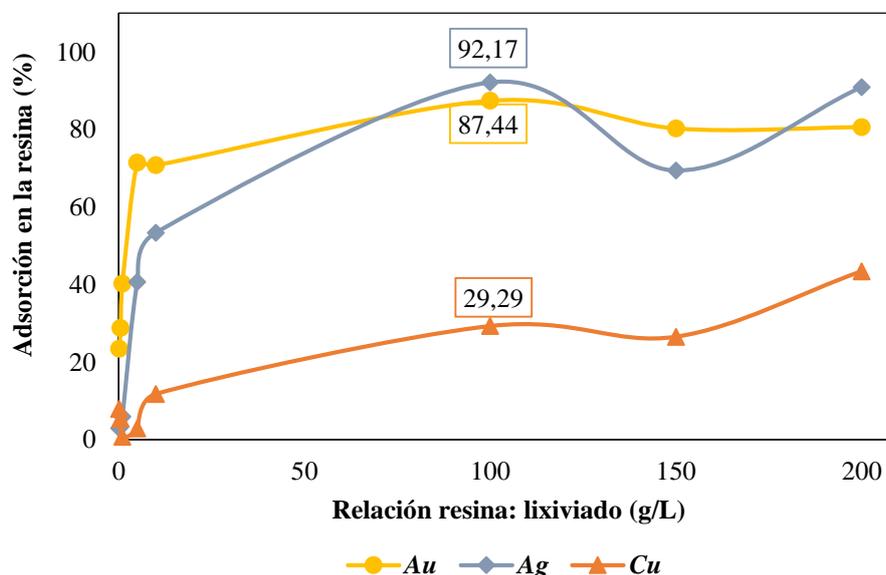
Se efectuaron varios ensayos en los cuales se varió la relación resina: lixiviado como se muestra en la Tabla 7-5. Al incrementar la cantidad de resina en el lixiviado ocurre un aumento en la recuperación de oro y plata, debido a la existencia de mayores sitios activos en la resina a la espera de ser ocupados por el complejo oro tiosulfato, alcanzando la máxima recuperación con 100 g/L.

Tabla 7-5 Resultados de adsorción

Relación resina: lixiviado (g/L)	ORO		PLATA		COBRE	
	Au en la resina (mg)	Au (%)	Ag en la resina (mg)	Ag (%)	Cu en la resina (mg)	Cu (%)
0,1	0,070	23,49	0,070	2,97	3,960	7,86
0,5	0,086	28,86	0,080	3,39	2,740	5,44
1	0,120	40,27	0,140	5,93	0,360	0,72
5	0,213	71,48	0,960	40,68	1,440	2,86
10	0,211	70,81	1,260	53,39	5,940	11,80
100	0,578	87,44	11,060	92,17	0,382	29,29
150	0,477	80,30	5,900	69,41	3,570	26,54
200	0,479	80,64	7,730	90,94	5,840	43,42

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

Al aplicar valores mayores al mencionado anteriormente, decrece la recuperación de oro y plata aumentando notablemente la adsorción de cobre en la resina como se muestra en la Gráfica 7-5, esto se debe a que al existir mayor cantidad de resina se da una aglomeración de la misma en el lixiviado disminuyendo los sitios activos en su superficie, por lo cual los iones cobre y politionatos compiten fuertemente con el complejo oro tiosulfato.

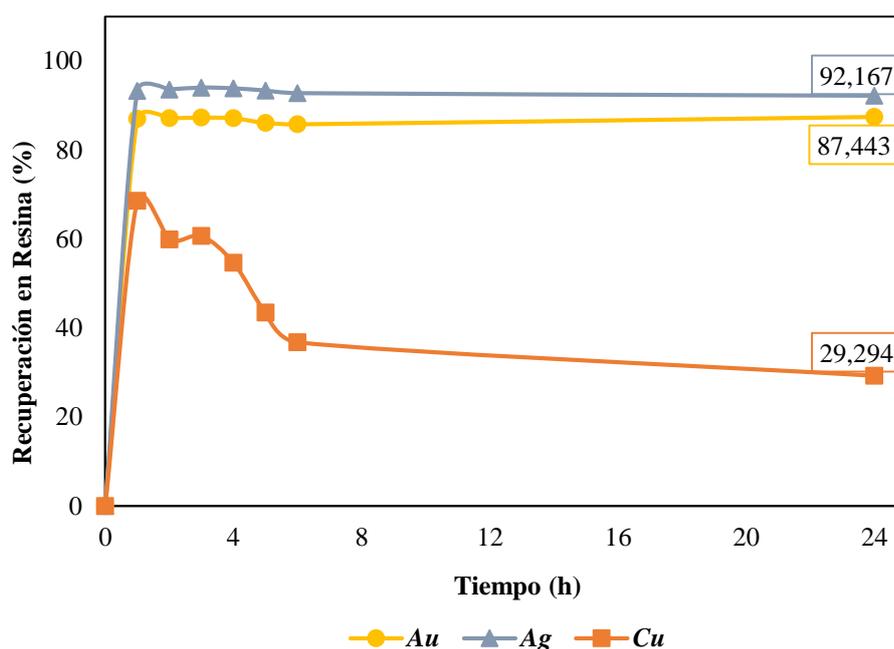


Gráfica 7-5 Efecto de la relación resina: lixiviado en la adsorción de oro; Condiciones: velocidad de agitación= 600 rpm; tiempo= 24 horas; pH= 10,5; temperatura= 20 °C

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

5.4.2 Efecto del tiempo en la adsorción de oro

En la Gráfica 8-5, se muestra la cinética de adsorción de oro, plata y cobre en la resina de intercambio iónico Purogold™ MTA5011 bajo las mejores condiciones. Los tres metales muestran una alta adsorción en la resina durante la primera hora del proceso, en lo que respecta al oro y plata se mantienen constantes durante las 24 horas, pero en el caso del cobre se evidencia una disminución en el porcentaje de adsorción en la resina, indicando que se disuelve nuevamente en la solución debido a que el oro y la plata desplazan al cobre ocupando los sitios activos disponibles en la superficie de la resina.



Gráfica 8-5 Efecto del tiempo en la adsorción de oro; Condiciones: relación resina lixiviado= 100 g/L; velocidad de agitación= 600 rpm; tiempo= 24 horas; pH= 10,5; temperatura= 20 °C
Realizado por: Karla Garcés, 2018.

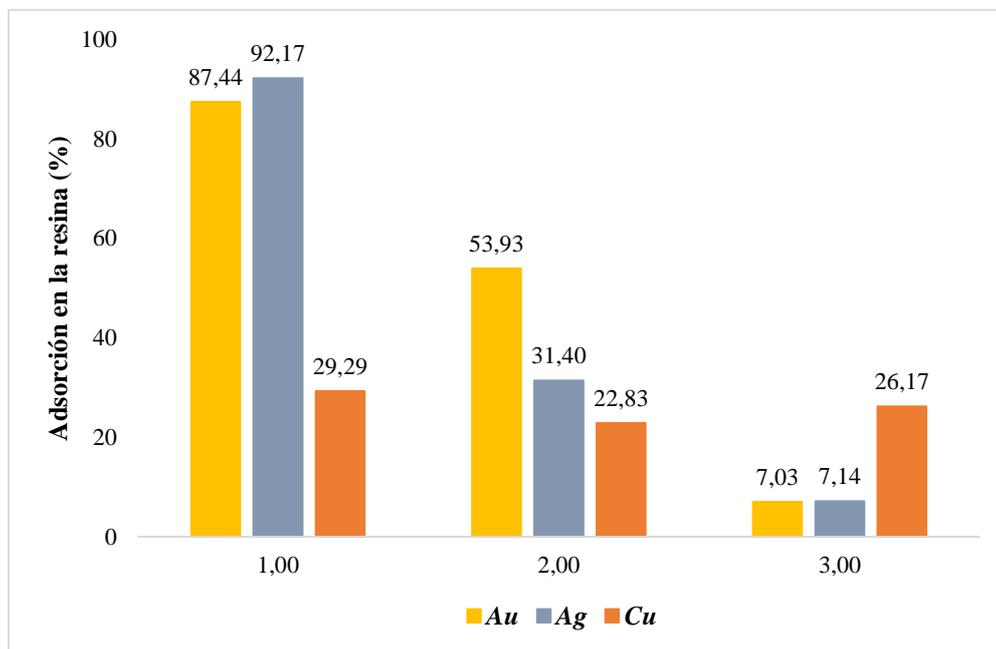
5.4.3 Efecto de la concentración de oro, plata y cobre del lixiviado en la adsorción de oro

Como se ha mencionado anteriormente el cobre es el principal interferente en los procesos de recuperación de oro, como se evidencia en los datos mostrados en la Tabla 8-5, al existir una mayor concentración de cobre en el lixiviado además de tener una baja concentración de oro, éste último no puede ser adsorbido en la resina debido a la constante competencia entre ambos metales.

Tabla 8-5 Resultados de ensayos de adsorción

	Lixiviado			Adsorción en la resina		
	Au (mg/L)	Ag (mg/L)	Cu (mg/L)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)
1	6,73	109,00	38,80	87,44	92,17	29,29
2	3,69	86	360	53,93	31,40	22,83
3	1,85	7,7	541	7,03	7,14	26,17

Realizado por: Karla Garcés, 2018.



Gráfica 9-5 Efecto de la concentración de Au, Ag y Cu del lixiviado en la adsorción de oro; Condiciones: *relación resina lixiviado= 100 g/L; velocidad de agitación= 600 rpm; tiempo= 24 horas; pH= 10,5; temperatura= 20 °C*

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

5.4.4 Isotermas de adsorción

Las isotermas de adsorción permiten modelar el proceso y estimar los datos para el diseño, cálculo de eficiencias y costos de la adsorción. La adsorción de oro por un adsorbente suele ser una reacción reversible, y por lo tanto existe un equilibrio entre el oro en la solución y el oro en el adsorbente. El grado de carga de oro alcanzable con un adsorbente en operación depende de tres factores:

- La capacidad teórica de intercambio iónico del adsorbente

- La selectividad del adsorbente por el complejo oro - tiosulfato sobre los otros metales presentes en el lixiviado
- La tasa de aproximación a la carga de equilibrio.

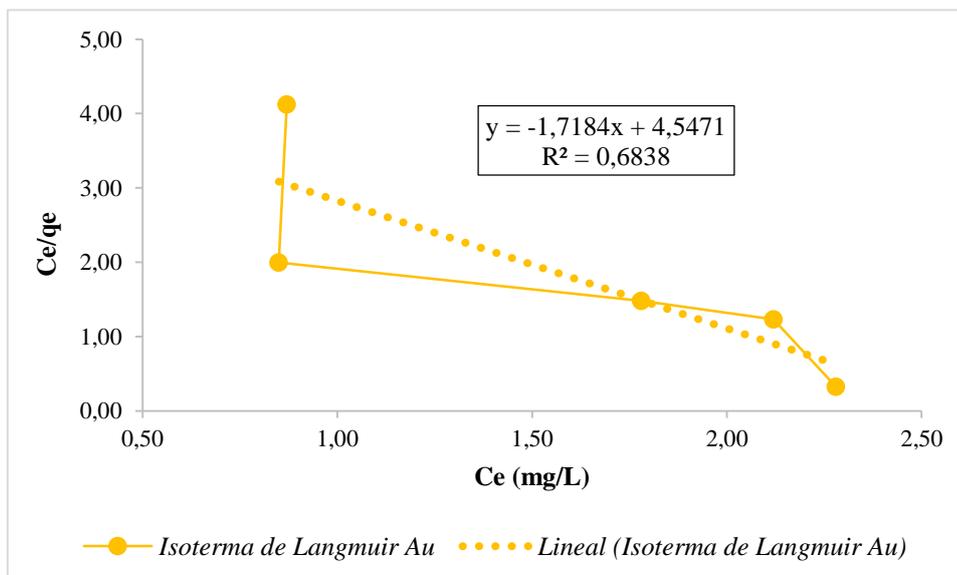
Por lo tanto, en el presente trabajo se han ajustado los datos obtenidos de los ensayos realizados a las isotermas de Langmuir y Freundlich como se indica a continuación.

5.4.4.1 Isoterma de Langmuir

Tabla 9-5 Datos para el ajuste de la Isoterma de Langmuir (Oro)

ORO						
Ensayo	Volumen lixiviado (ml)	Masa resina (g)	[Au] t ₀ (mg/L)	[Au] t ₂₄ (mg/L)	q (mg/g)	Ce/q
A	100	0,01	2,98	2,28	7,000	0,326
B	100	0,05	2,98	2,12	1,720	1,233
C	100	0,1	2,98	1,78	1,200	1,483
D	100	0,5	2,98	0,85	0,426	1,995
E	100	1	2,98	0,87	0,211	4,123

Realizado por: Karla Garcés, 2018.



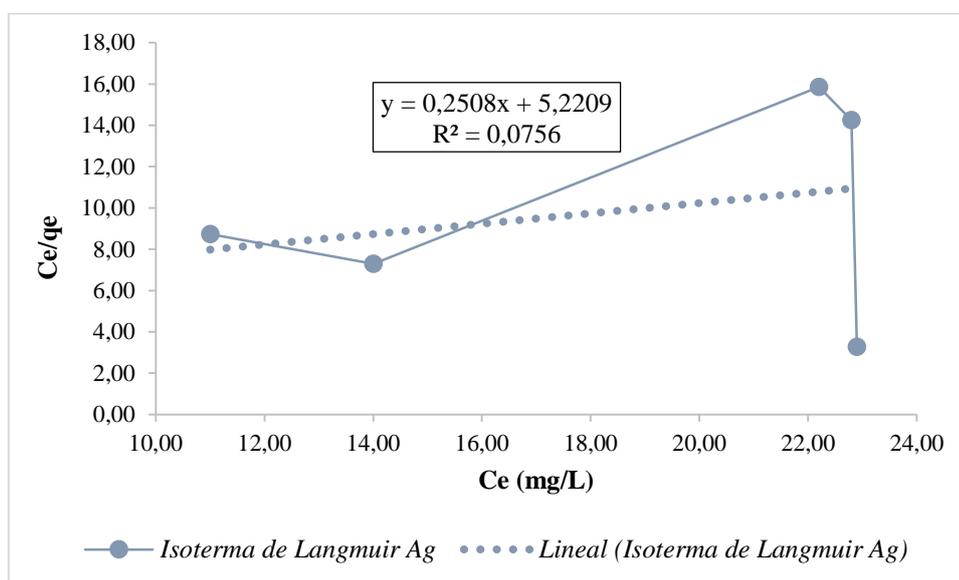
Gráfica 10-5 Isoterma de Langmuir (Oro)

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

Tabla 10-5 Datos para el ajuste de la Isoterma de Langmuir (Plata)

PLATA						
Ensayo	Volumen lixiviado (ml)	Masa resina (g)	[Ag] t ₀ (mg/L)	[Ag] t ₂₄ (mg/L)	q (mg/g)	Ce/q
A	100	0,01	23,6	22,9	7,000	3,271
B	100	0,05	23,6	22,8	1,600	14,250
C	100	0,1	23,6	22,2	1,400	15,857
D	100	0,5	23,6	14	1,920	7,292
E	100	1	23,6	11	1,260	8,730

Realizado por: Karla Garcés, 2018.



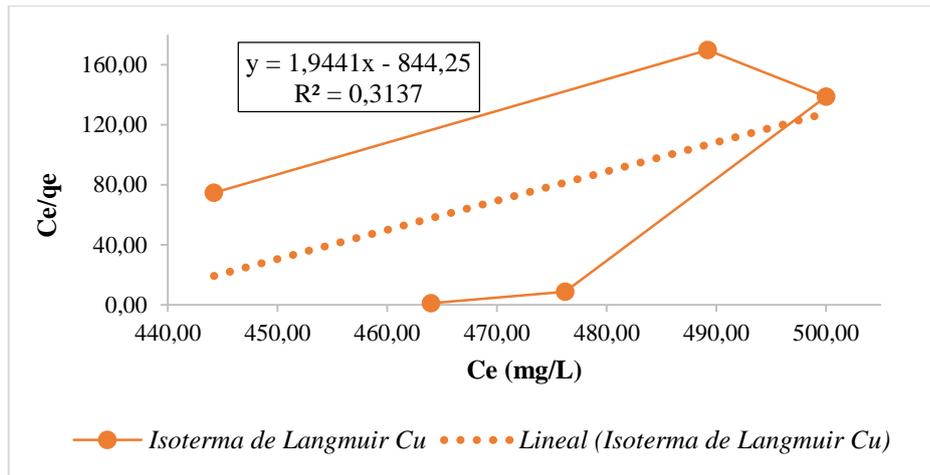
Gráfica 11-5 Isoterma de Langmuir (Plata)

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

Tabla 11-5 Datos para el ajuste de la Isoterma de Langmuir (Cobre)

COBRE						
Ensayo	Volumen lixiviado (ml)	Masa resina (g)	[Cu] t ₀ (mg/L)	[Cu] t ₂₄ (mg/L)	q (mg/g)	Ce/q
A	100	0,01	503,6	464	396,000	1,172
B	100	0,05	503,6	476,2	54,800	8,690
C	100	0,1	503,6	500	3,600	138,889
D	100	0,5	503,6	489,2	2,880	169,861
E	100	1	503,6	444,2	5,940	74,781

Realizado por: Karla Garcés, 2018.



Gráfica 12-5 Isoterma de Langmuir (Cobre)

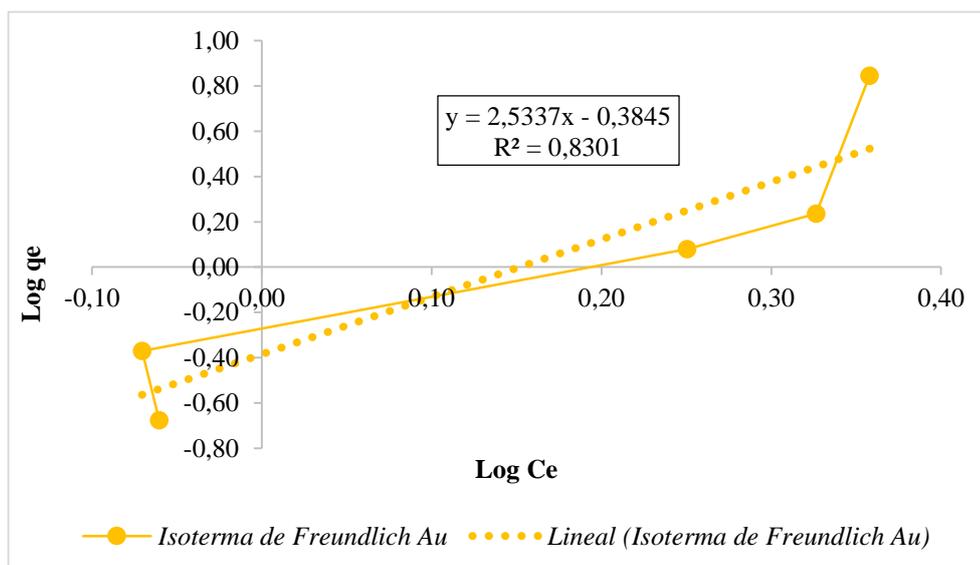
Realizado por: Karla Garcés, 2018.

5.4.4.2 Isoterma de Freundlich

Tabla 12-5 Datos para el ajuste de la Isoterma de Freundlich (Oro)

ORO								
Ensayo	Volumen lixiviado (ml)	Masa resina (g)	[Au] t ₀ (mg/L)	[Au] t ₂₄ (mg/L)	q (mg/g)	Ce/q	Log (q)	Log (Ce)
A	100	0,01	2,98	2,28	7,000	0,326	0,845	0,358
B	100	0,05	2,98	2,12	1,720	1,233	0,236	0,326
C	100	0,1	2,98	1,78	1,200	1,483	0,079	0,250
D	100	0,5	2,98	0,85	0,426	1,995	-0,371	-0,071
E	100	1	2,98	0,87	0,211	4,123	-0,676	-0,060

Realizado por: Karla Garcés, 2018.



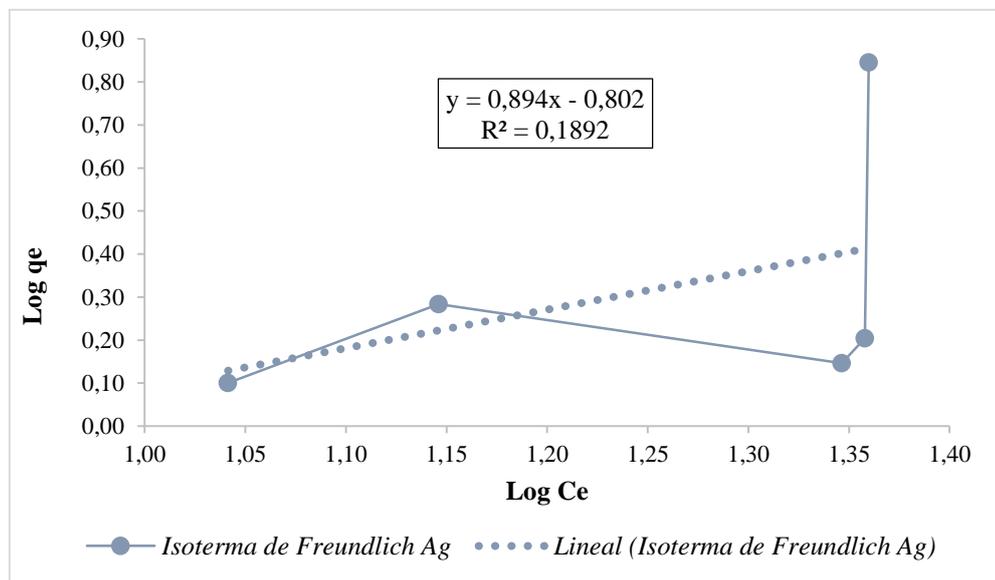
Gráfica 13-5 Isoterma de Freundlich (Oro)

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

Tabla 13-5 Datos para el ajuste de la Isoterma de Freundlich (Plata)

PLATA								
Ensayo	Volumen lixiviado (ml)	Masa resina (g)	[Ag] t ₀ (mg/L)	[Ag] t ₂₄ (mg/L)	q (mg/g)	Ce/q	Log (q)	Log (Ce)
A	100	0,01	23,6	22,9	7,000	3,271	0,845	1,360
B	100	0,05	23,6	22,8	1,600	14,250	0,204	1,358
C	100	0,1	23,6	22,2	1,400	15,857	0,146	1,346
D	100	0,5	23,6	14	1,920	7,292	0,283	1,146
E	100	1	23,6	11	1,260	8,730	0,100	1,041

Realizado por: Karla Garcés, 2018



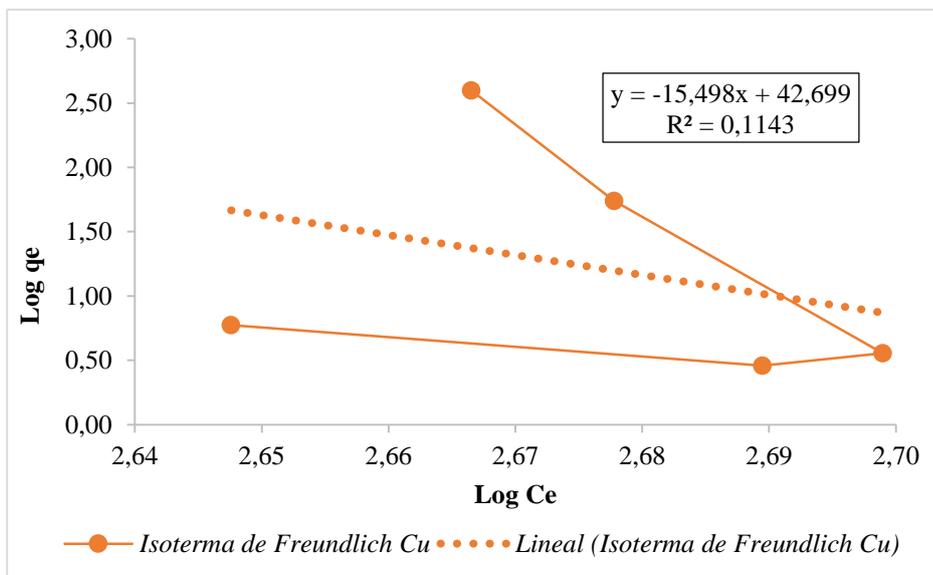
Gráfica 14-5 Isoterma de Freundlich (Plata)

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

Tabla 14-5 Datos para el ajuste de la Isoterma de Freundlich (Cobre)

COBRE								
Ensayo	Volumen lixiviado (ml)	Masa resina (g)	[Cu] t ₀ (mg/L)	[Cu] t ₂₄ (mg/L)	q (mg/g)	Ce/q	Log (q)	Log (Ce)
A	100	0,01	503,6	464	396,000	1,172	2,598	2,667
B	100	0,05	503,6	476,2	54,800	8,690	1,739	2,678
C	100	0,1	503,6	500	3,600	138,889	0,556	2,699
D	100	0,5	503,6	489,2	2,880	169,861	0,459	2,689
E	100	1	503,6	444,2	5,940	74,781	0,774	2,648

Realizado por: Karla Garcés, 2018.



Gráfica 15-5 Isoterma de Freundlich (Cobre)

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

4.4.4.3 Constantes

Las constantes de Freundlich y Langmuir calculadas se muestran en la Tabla 15-5. Los datos no se ajustan a la isoterma de Langmuir ya que los valores resultantes de la linealización de la ecuación que define esta isoterma, indican coeficientes de determinación bajos para oro, plata y cobre. Esto ocurre debido a que éste es un modelo teórico propuesto para predecir el grado de adsorción de un gas, que se utiliza para estimar la capacidad máxima de adsorción en una monocapa, es decir que no existen interacciones ni movimientos laterales entre las moléculas adsorbidas, sobre una superficie completamente homogénea, lo cual no se aplica al proceso de adsorción de oro en la resina de intercambio iónico, ya que la superficie es heterogénea y se adsorben metales disueltos en un líquido.

Los datos de adsorción de plata y cobre no se ajustaron a la isoterma de Freundlich, a diferencia del oro que se ajustan mayormente a esta isoterma con un coeficiente de determinación igual a 0,83 %, esto puede explicarse con el hecho de que la resina de intercambio iónico utilizada es altamente selectiva con este metal. Esto ocurre debido a que ésta isoterma tiene un mejor ajuste para la adsorción a partir de líquidos, indicando que se tiene un proceso de adsorción no ideal formando multicapas en una superficie heterogénea sugiriendo que los sitios de adsorción son ocupados primero por enlaces fuertes y que la fuerza del enlace decrece al incrementar la ocupación de sitios de adsorción, es decir, éstos sitios no son equivalentes o independientes. El valor de n igual a 0,395 lo cual indica que no existe una buena intensidad de adsorción en el sistema ya que debería estar en un rango de n entre 2 y 10 para ser considerado favorable.

Tabla 15-5 Constantes de Langmuir y Freundlich para oro, plata y cobre

	Langmuir			Freundlich		
	Capacidad máxima de carga de la resina	Constante de energía de adsorción	Coefficiente de determinación	Constante de capacidad de adsorción	Intensidad de adsorción	Coefficiente de determinación
	q _{máx} (mg/g)	b (L/mg)	R ²	A	n	R ²
Oro	-0,582	-0,378	0,6838	0,413	0,395	0,8301
Plata	3,987	0,048	0,0756	0,158	1,119	0,1892
Cobre	0,514	-2,30×10 ⁻³	0,3137	5×10 ⁴²	-0,065	0,1143

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

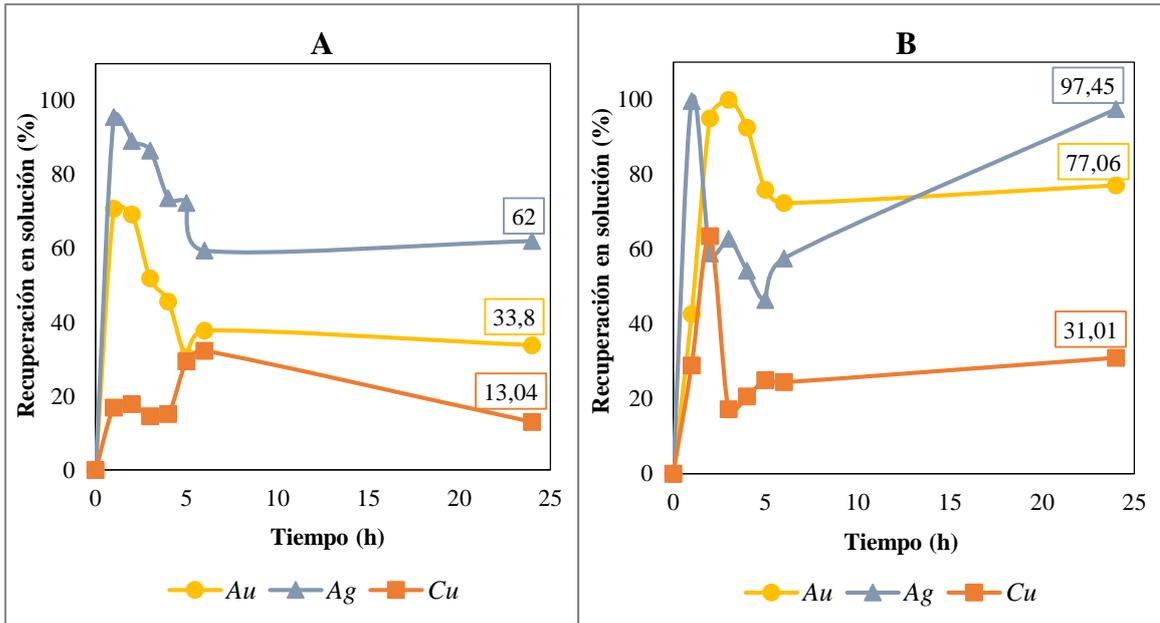
5.5 Ensayos de elución

Se probaron varias soluciones que permiten la elución del complejo oro – tiosulfato de la resina de intercambio iónico, mostrando que los procesos de elución se ven favorecidos con el incremento de temperatura ya que permiten una elución en las primeras horas de iniciado el proceso (3 horas) y manteniéndose constante durante las 24 horas, a excepción del tiocianato de potasio cuya recuperación de oro en la solución eluyente se favorece al realizarlo a temperatura ambiente. Además, en el ensayo realizado con el sulfato de sodio como eluyente se añadió amoníaco para regular el pH de la solución y así estabilizar el complejo oro – tiosulfato. En los ensayos realizados con cloruro de sodio y nitrato de amonio se añadió sulfito de sodio para evitar que el oro precipite en forma de sulfuro.

La mayor de recuperación de oro es de 98,36 % a las tres horas de la elución con tiocianato de potasio a temperatura ambiente, evidenciando también una baja recuperación de cobre lo cual favorecería los subsecuentes procesos de Electrowinning.

Debido a que también se adsorbió un porcentaje de cobre en la resina de intercambio iónico, se probó una elución del mismo con tiosulfato de sodio alcanzando un 82,56 % en las primeras tres horas de iniciado el proceso, lo cual sería recomendable para eliminar este metal que interfiere en los procesos posteriores de recuperación de oro.

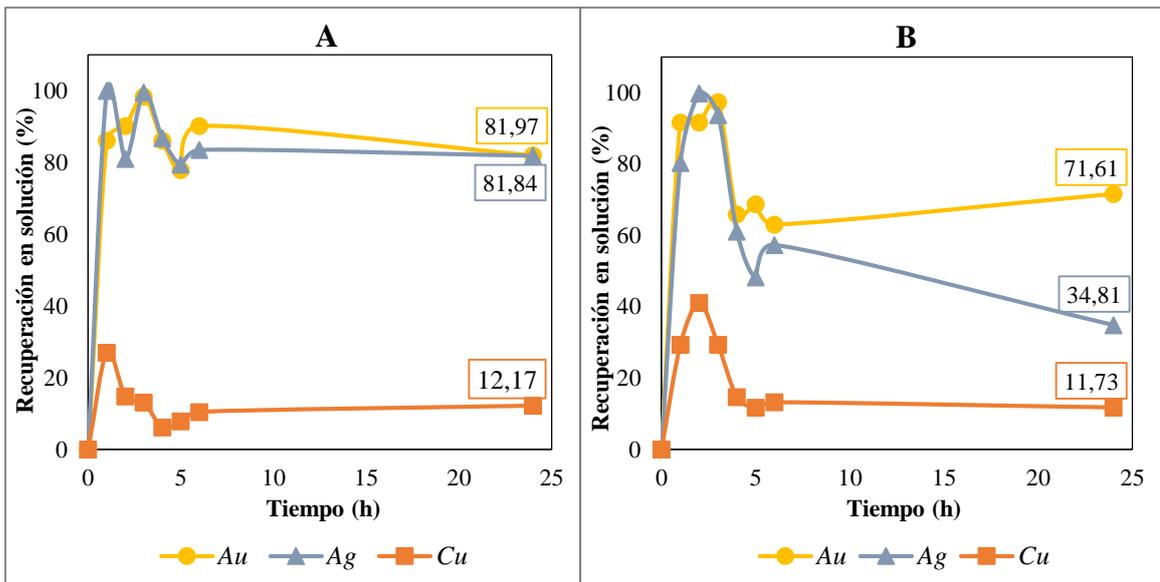
5.5.1 Elución con nitrato de amonio



Gráfica 16-5 Elución de oro; Condiciones: resina: solución = 50 g/L; $[NH_4NO_3] = 2 M$; $[Na_2SO_3] = 0,1 M$; velocidad de agitación = 500 rpm; tiempo = 24 horas; pH = 8; temperatura = A) 20 °C y B) 50 °C.

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

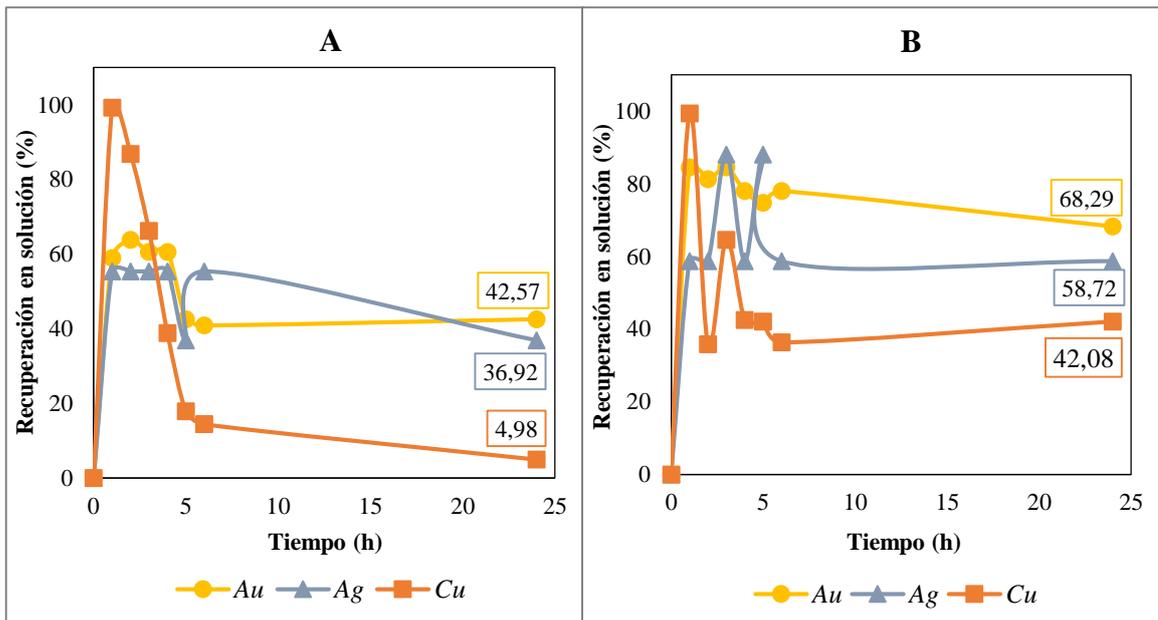
5.5.2 Elución con tiocianato de potasio



Gráfica 17-5 Elución de oro; Condiciones: resina: solución = 50 g/L; $[KSCN] = 100 g/L$; velocidad de agitación = 500 rpm; tiempo = 24 horas; pH = 12; temperatura = A) 20 °C y B) 50 °C

Realizado por: Karla Garcés, 2018

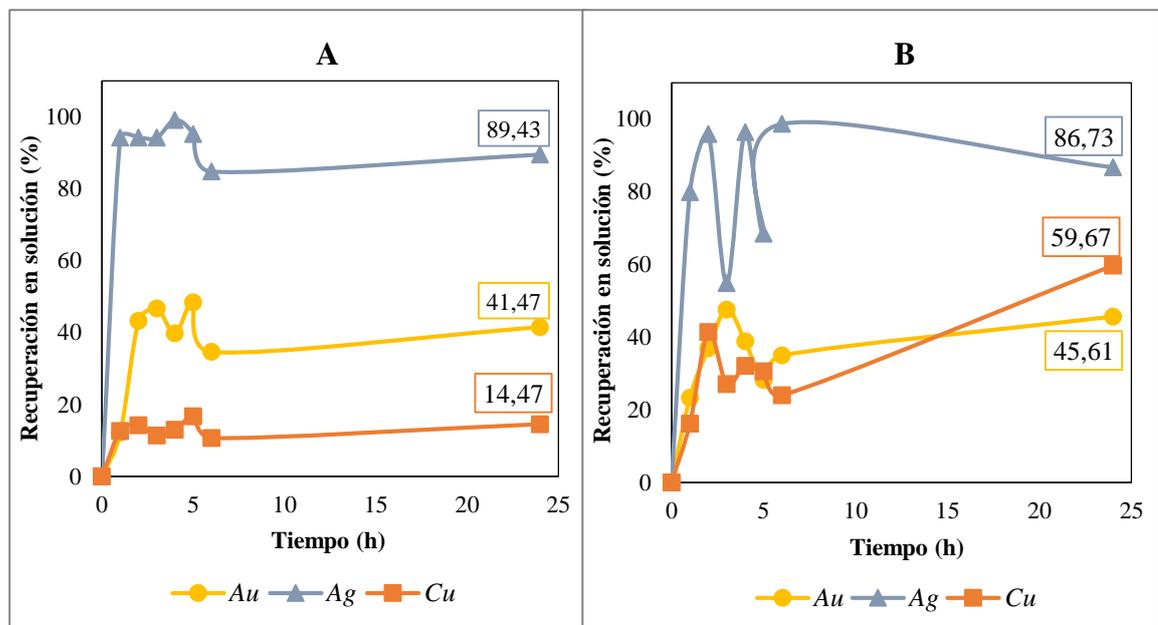
5.5.3 Elución con sulfato de sodio



Gráfica 18-5 Elución de oro; Condiciones: resina: solución= 50 g/L; $[Na_2SO_4]= 2 M$; $[NH_3]= 1 M$; velocidad de agitación= 500 rpm; tiempo= 24 horas; pH= 11; temperatura= A) 20 °C y B) 50 °C

Realizado por: Karla Garcés

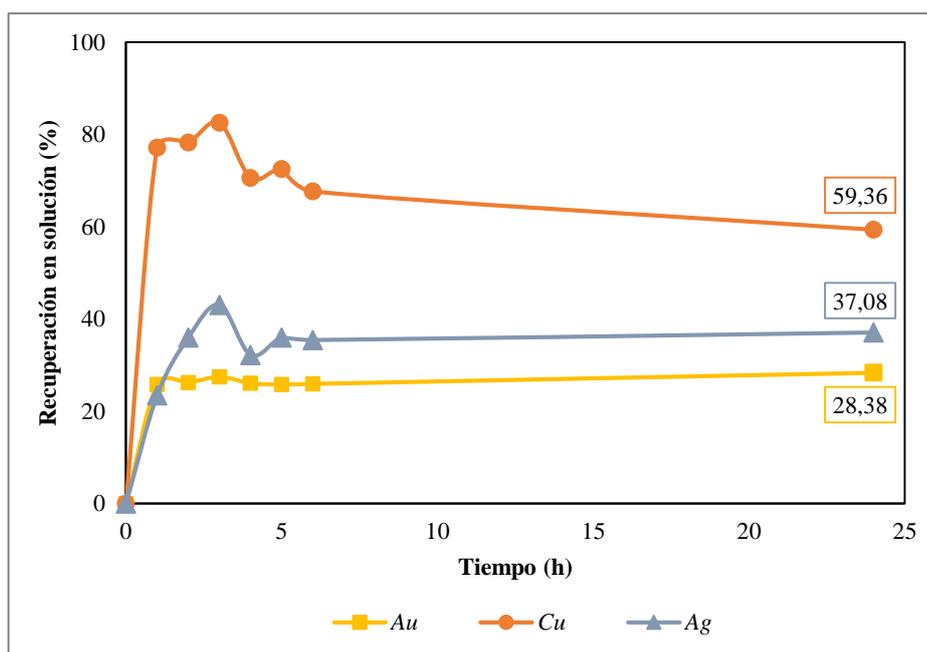
5.5.4 Elución con cloruro de sodio



Gráfica 19-5 Elución de oro; Condiciones: resina: solución= 50 g/L; $[NaCl]= 2 M$; $[Na_2SO_3]= 0,1 M$; velocidad de agitación= 500 rpm; tiempo= 24 horas; pH= 11; temperatura= A) 20 °C y B) 50 °C

Realizado por: Karla Garcés, 2018.

5.5.5 Elución con tiosulfato de sodio



Gráfica 20-5 Elución de cobre; Condiciones: resina: solución= 50 g/L; $[\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3]= 1 \text{ M}$; $[\text{NH}_3]= 0,14 \text{ M}$; velocidad de agitación= 500 rpm; tiempo= 24 horas; pH= 10,5; temperatura= 20 °C.

Realizado por: Karla Garcés, 2018

5.5.6 Efecto del eluyente utilizado en la recuperación de oro

Tabla 16-5 Efecto del eluyente utilizado en la recuperación de oro

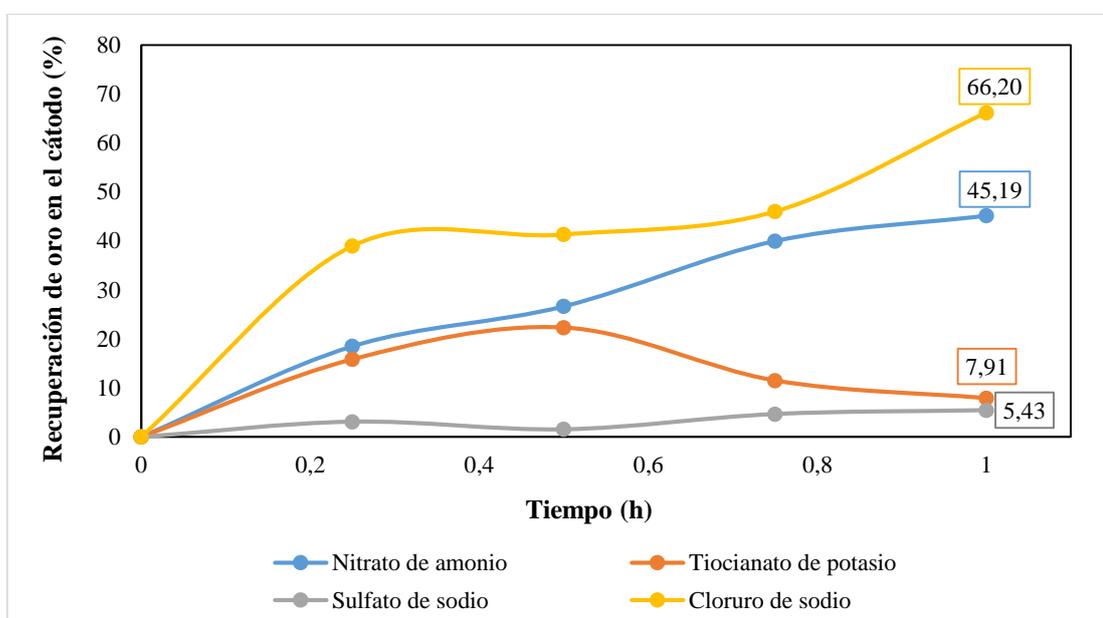
Eluyente	20 °C			50 °C		
	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)
Nitrato de amonio	54,04	99,97	21,634	73,129	99,718	30,086
Tiocianato de potasio	98,818	99,046	14,658	90,452	98,661	14,788
Sulfato de sodio	42,965	38,469	5,008	71,058	62,248	43,343
Cloruro de sodio	46,429	99,906	16,259	48,37	99,95	62,071
Velocidad de agitación= 500 rpm; tiempo= 24 horas						

Realizado por: Karla Garcés, 2018

5.6 Ensayos de Electrowinning

5.6.1 Efecto del eluyente utilizado en la electrodeposición de oro

En la Gráfica 21-5 se evidencia una electrodeposición de oro en el cátodo menor al 10%, al utilizar sulfato de sodio y tiocianato de potasio como agente eluyente, siendo éste último el agente que presentaba la mejor recuperación de oro en la solución, por lo cual este fenómeno podría explicarse con el hecho de que se requiere un mayor tiempo de electrodeposición, como se indica en los ensayos posteriores. Por otro lado, el cloruro de sodio y el nitrato de amonio muestran una mayor recuperación de oro con respecto a los otros agentes eluyentes, por lo cual se procura optimizar las condiciones de elución previas y así lograr una máxima deposición de oro en el cátodo.



Gráfica 21-5 Efecto del eluyente utilizado en la electrodeposición de oro; *Condiciones: volumen de solución= 100 ml; voltaje= 1,5 V; tiempo= 1 hora; pH= 10,5; temperatura= 20 °C; se estabilizó con NH₃= 1 ml (nitrato de amonio y cloruro de sodio) y con Na₂SO₃= 0,1 M (tiocianato de potasio y sulfato de sodio)*

Realizado por: Karla Garcés, 2018

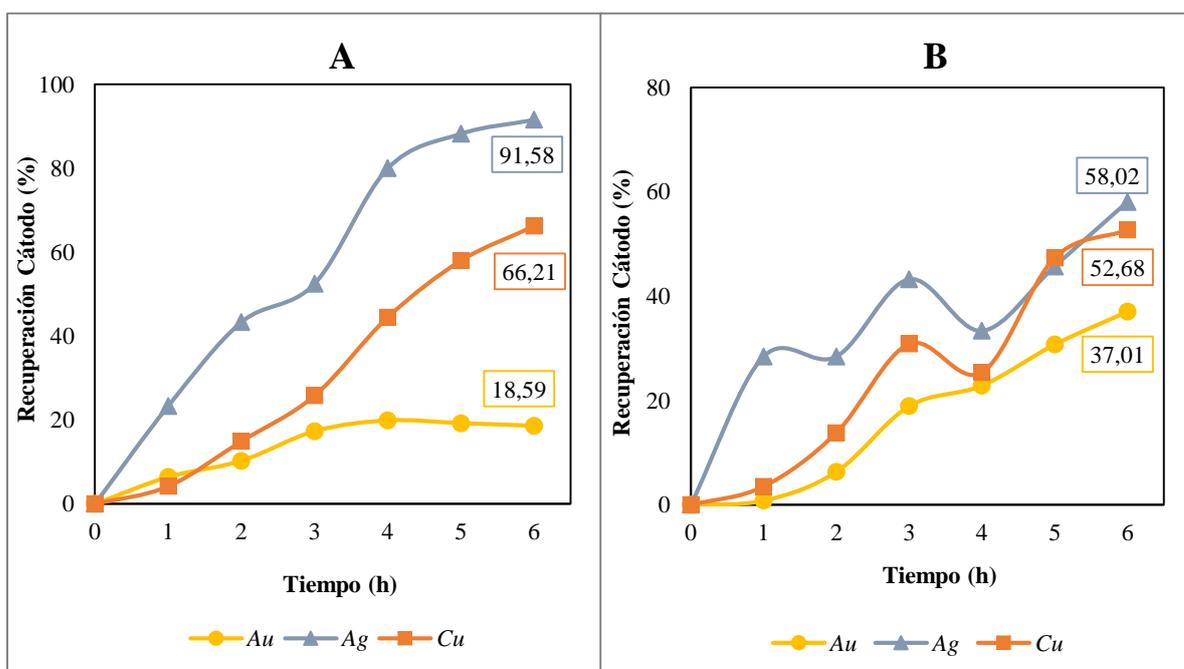
5.6.2 Efecto de la corriente aplicada en la electrodeposición de oro

El ensayo de Electrowinning aplicado en solución proveniente de la elución con tiosulfato de sodio permite alcanzar un alto porcentaje de electrodeposición de cobre en el cátodo al aplicar 0,5 V de corriente durante seis horas, manteniéndose una recuperación constante con el transcurrir del tiempo. En lo que respecta al oro, se logra una electrodeposición máxima de 37,01% al aplicar una corriente de 1,5 V.

El mejor resultado de electrodeposición de oro se logró aplicando una corriente de 0,5 V a una solución proveniente de la elución con tiocianato de potasio, permitiendo un 61,83% de recuperación de oro, logrando también una baja electrodeposición de cobre ya que éste vuelve a precipitar en la solución con el transcurrir del tiempo. Por el contrario, al aplicar una corriente de 1,5 V se logra una alta electrodeposición de oro y cobre por igual.

En el ensayo de Electrowinning aplicado en una solución proveniente de la elución con cloruro de sodio, se logra una alta electrodeposición de oro y cobre a la par con el transcurrir del tiempo, aumentando el porcentaje de electrodeposición en el cátodo al aplicar mayor corriente en el proceso.

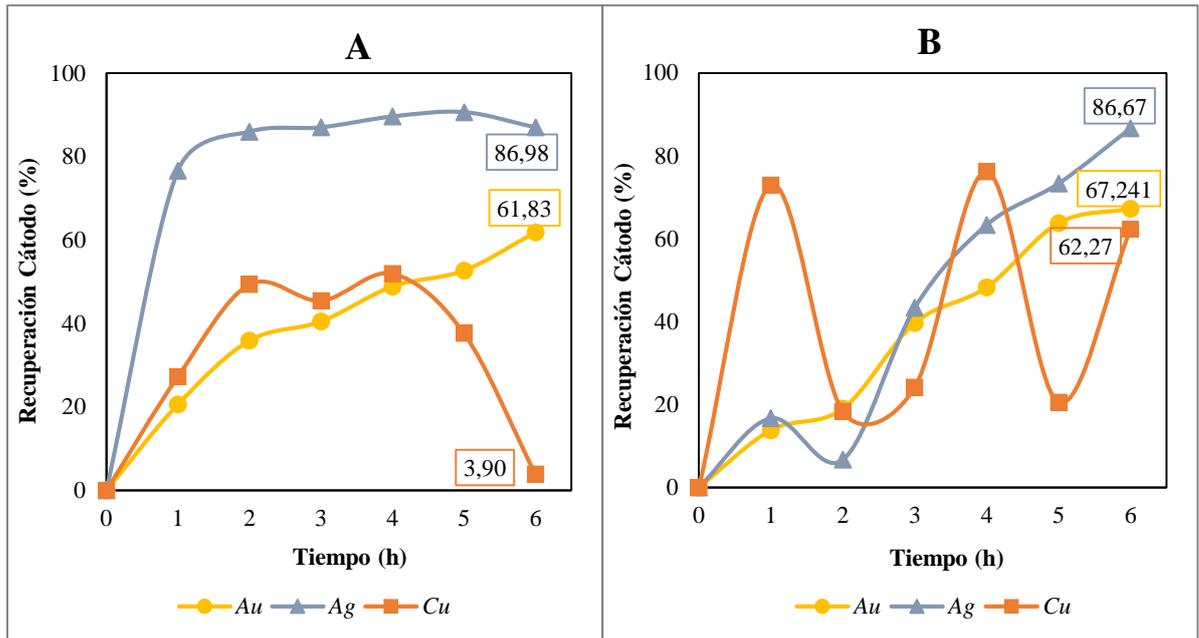
5.6.2.1 Electrowinning aplicado en solución proveniente de la elución con tiosulfato de sodio



Gráfica 22-5 Electrowinning aplicado en solución proveniente de la elución con tiosulfato de sodio; Condiciones: tiempo = 6 horas; pH = 10,5; temperatura = 20 °C; se estabilizó con NH₃ = 1 ml; A) Volumen de solución = 125 ml; voltaje = 0,5 V; B) Volumen de solución = 82 ml; voltaje = 1,5 V

Realizado por: Karla Garcés, 2018

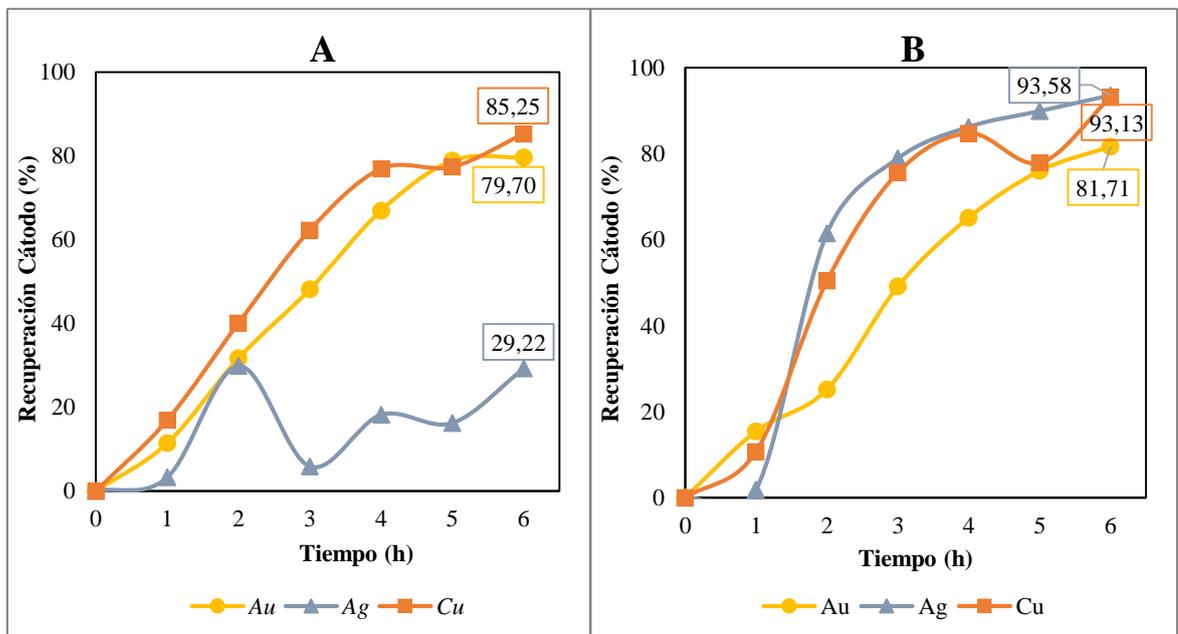
5.6.2.2 Electrowinning aplicado en solución proveniente de la elución con tiocianato de potasio



Gráfica 23-5 Electrowinning aplicado en solución proveniente de la elución con tiocianato de potasio; Condiciones: tiempo= 6 horas; pH=12; temperatura= 20 °C; A) Volumen de solución= 75 ml; voltaje= 0,5 V; B) Volumen de solución= 60 ml; voltaje= 1,5 V

Realizado por: Karla Garcés, 2018

5.6.2.3 Electrowinning aplicado en solución proveniente de la elución con cloruro de sodio



Gráfica 24-5 Electrowinning aplicado en solución proveniente de la elución con cloruro de sodio; Condiciones: tiempo= 6 horas; pH=11; temperatura= 20 °C; A) Volumen de solución= 80 ml; voltaje= 0,5 V; B) Volumen de solución= 70 ml; voltaje= 1,5 V

Realizado por: Karla Garcès, 2018.

CONCLUSIONES

- La caracterización física de las PCB's pulverizadas permitió determinar que el 80% del tamaño de partícula es menor a 97 μm . En lo que respecta a la caracterización química se identificó por fluorescencia de rayos X que el principal componente es la sílice (Si), seguido por el cobre (Cu) y el calcio (Ca). Se identificaron las concentraciones de los metales de interés mediante análisis por absorción atómica posterior a ensayo al fuego para oro y plata y disgregación ácida para cobre obteniéndose valores de: 451,10 g/ton de oro (Au), 1993,83 g/ton de plata (Ag) y 27,28% de cobre (Cu).
- El proceso de lixiviación para recuperación de oro con tiosulfato de sodio como agente lixivante fue evaluado al modificar las variables que intervienen en el proceso, tales como: relave proveniente del tratamiento ácido, porcentaje de sólidos, concentración de tiosulfato de sodio y tiempo de lixiviación, siendo las condiciones más favorables: 5% sólidos; $[\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3]= 0,7 \text{ M}$; NH_3 gota a gota hasta alcanzar un $\text{pH}= 10,5$; velocidad de agitación= 700 rpm; tiempo= 6 horas; temperatura= 20°C, alcanzando una recuperación de oro en la solución de 84,56%, 90,42% de plata y 22,30 % de cobre.
- El proceso de adsorción con resina de intercambio iónico se evaluó al modificar la cantidad de resina en el lixiviado y el tiempo, encontrando así que las condiciones más optimas son: relación resina lixiviado= 100 g/L; velocidad de agitación= 600 rpm; tiempo= 24 horas; $\text{pH}= 10,5$; temperatura= 20 °C, permitiendo una adsorción de 87,44%, 92,17% de plata y 29,29 % de cobre.
- Se determinó que el proceso de elución de oro mejoró al realizar una pre elución de cobre con tiosulfato de sodio alcanzando una disolución del 82,56 %. Posteriormente, se evaluaron 4 soluciones eluyentes, permitiendo identificar que la más selectiva con el oro es la de tiocianato de potasio bajo las siguientes condiciones: resina: solución= 50 g/L; $[\text{KSCN}]= 100 \text{ g/L}$; velocidad de agitación= 500 rpm; tiempo= 24 horas; $\text{pH}= 12$; temperatura= 20 °C, alcanzando una recuperación de 98,82% de oro, 99,05% de plata y 14,66% de cobre.
- El proceso de electrowinning fue aplicado a la solución resultante de la elución con tiocianato de potasio y se evaluó al modificar el tiempo y la corriente aplicada al sistema, es así que las condiciones que permitieron una recuperación de 61,83% de oro, 86,98 de plata y 3,90% de cobre fueron: tiempo= 6 horas; $\text{pH}=12$; temperatura= 20 °C; volumen de solución= 75 ml; voltaje= 0,5 V.

- La optimización de las variables en cada uno de los procesos de recuperación dio como resultado una hipótesis positiva.

RECOMENDACIONES

- En los tratamientos preliminares del material se puede incluir una separación magnética previa al proceso de tostación oxidante que permita diferenciar la fracción metálica de la no metálica.
- La recuperación con tiosulfato de sodio puede mejorar al utilizar aditivos orgánicos e inorgánicos que permitan estabilizar el sistema. Así también, podría cambiarse la catálisis tradicional por Fe^{3+} junto EDTA en lugar de Cu (II) y amoníaco para lograr aumentar la recuperación de oro en la solución.
- La lixiviación con tiosulfato de sodio requiere oxígeno en el sistema, por lo cual este debe ser controlado ya que un exceso del mismo puede oxidar el tiosulfato a sulfatos y tetrationsos, impidiendo la recuperación de oro, por lo cual se recomienda el uso de nitrógeno, ya que éste no produce un consumo excesivo de tiosulfato.
- Los ensayos de adsorción y elución deberían efectuarse en columna para evaluar la capacidad de regeneración de la resina.
- Se debería incrementar el tiempo en el proceso de electrowinning a 24 horas para alcanzar una mayor recuperación de oro y precipitación de cobre.

BIBLIOGRAFÍA

Acomee, G. C., '*Circuito impreso*'. 2016, p. 7.

Akcil, A. et al., '*Precious metal recovery from waste printed circuit boards using cyanide and non-cyanide lixiviants – A review*', Waste Management. 2015.

Aylmore, M. G. and Muir, D. M., '*Thiosulfate Leaching of Gold--A Review*', 14(2), 2001, pp. 135–174.

Bermúdez Montero, R. A., *Diseño del Proceso De Recuperación De Metales De Procesadores Y Tarjetas De Circuitos Impresos De Computadoras Descartadas Mediante Lixiviación En Columna Proyecto*. 2012.

Birloaga, I. et al., '*Study on the influence of various factors in the hydrometallurgical processing of waste printed circuit boards for copper and gold recovery*', Waste Management, 33(4), 2013, pp. 935–941.

Chen, M. et al., '*Electronic Waste Disassembly with Industrial Waste Heat*', Environmental Science & Technology, 47(21), 2013, pp. 12409–12416.

Cui, J. and Zhang, L., '*Metallurgical recovery of metals from electronic waste : A review*', 158, 2008, pp. 228–256.

Department of Physics, U. of O. *Printed Circuit Boards*. 2015.

'DIRECTIVA 2012/19/UE DEL PARLAMENTO EUROPEO Y DEL CONSEJO de 4 de julio de 2012 sobre residuos de aparatos eléctricos y electrónicos (RAEE)', *Diario Oficial de la Unión Europea*. 2012, pp. 38–71.

Dong, Z. et al., '*Recovery of Gold from Pregnant Thiosulfate Solutions by the Resin Adsorption Technique*', Metals, 7(12), 2017, p. 555.

Dreamstime, *Dreamstime*. 2011 Available at: <https://es.dreamstime.com/imagenes-de-archivo-tarjeta-de-circuitos-impresos-image18282824>.

Espinoza Echeverría, V. S., *Recuperación de Metales de las Tarjetas de Circuito de Celulares Descartados*, 2010.

Feng, D. and Van Deventer, J. S. J. ‘*Effect of thiosulphate salts on ammoniacal thiosulphate leaching of gold*’, *Hydrometallurgy*. Elsevier B.V., 105(1–2), 2010, pp. 120–126.

Feng, D. and Van Deventer, J. S. J., ‘*Thiosulphate leaching of gold in the presence of orthophosphate and polyphosphate*’, *Hydrometallurgy*. Elsevier B.V., 106(1–2), 2011, pp. 38–45.

Figuroa, D., Moreno, A. and Hormaza, A., ‘*Equilibrio , termodinámica y modelos cinéticos en la adsorción de Rojo 40 sobre tuza de maíz*’, *Revista Ingenierías Universidad de Medellín*, 14(26), 2015, pp. 105–120.

Figuroa, M. L., Rodríguez, B. and Martínez, V. ‘*Cinética e isothermas de adsorción de Pb (II) en suelo de Monterrey*’, *Ingenierías*, XI(41), 2008, pp. 24–31.

Gámez, S., *Diseño de Una Planta Para Recuperación de Oro a Partir de Minerales Sulfurados con Tiosulfato de Sodio Como Agente Lixivante*. 2014.

Grosse, A. C. et al., ‘*Leaching and recovery of gold using ammoniacal thiosulfate leach liquors (a review)*’, *Hydrometallurgy*, 69, 2003, pp. 1–21.

Guerra, E. and Dreisinger, D., ‘*A study of the factors affecting copper cementation of gold from ammoniacal thiosulphate solution*’, *Hydrometallurgy*, 51(2), 1999, pp. 155–172.

Ha, V. H. et al., ‘*Thiosulfate leaching of gold from waste mobile phones*’, *Journal of Hazardous Materials*. Elsevier B.V., 178(1–3), 2010, pp. 1115–1119.

Hagelüken, C. and Corti, C. W., ‘*Recycling of gold from electronics: Cost-effective use through “design for recycling”*’, *Gold Bulletin*, 43(3), 2010, pp. 209–220.

Heath, J. A. et al., ‘*Anaerobic thiosulfate leaching: Development of in situ gold leaching systems*’, *Minerals Engineering*, 21(6), 2008, pp. 424–433.

Hinojosa, O., ‘*Gravimetric concentration of ores of gold*’, *Revista Metalúrgica*, 38, 2016, pp. 38–50.

Jeffrey, M. I. et al. *'Ion exchange adsorption and elution for recovering gold thiosulfate from leach solutions'*, Hydrometallurgy. Elsevier B.V., 100(3–4), 2010, pp. 136–143.

Kasper, A. C. et al., *'Determination of the potential gold electrowinning from an ammoniacal thiosulphate solution applied to recycling of printed circuit board scraps'*, Waste Management and Research, 34(1), 2016, pp. 47–57.

Kotze, M. et al., *Resin in Pulp and Resin in Solution, Gold Ore Processing*. Elsevier B.V. 2016.

Koyama, K., Tanaka, M. and Lee, J., *'Copper Leaching Behavior from Waste Printed Circuit Board in Ammoniacal Alkaline Solution'*, 47(7), 2006, pp. 1788–1792.

Kuehr, R., *United Nations University Institute for Environment and Human Security, Solving the E-waste Problem (StEP) Initiative*. 2007. Available at: <https://ehs.unu.edu/research/solving-the-e-waste-problem-step-initiative.html#outline>.

Kuehr, R., Magalini, F. and Baldé, C., *'eWaste en América Latina'*, GSMA, 2015, pp. 1–38.

Kumar, M. et al., *'Leaching Of Metals From Waste Printed Circuit Boards (Wpcbs) Using Sulfuric And Nitric Acids'*, 13(10), 2014, pp. 2601–2607.

de la Torre, E., Gámez, S. and Pazmiño, E., *'Improvements Of Cyanidation Process For Precious Metals Recovery From WPCBS'*.2014

de la Torre, E., Guevara, A. and Espinoza, S., *'Los teléfonos celulares una nueva mina de metales preciosos, factible de valorizar mediante tostación y lixiviación con cianuro'*, Revista Politécnica, 30(1), 2009, pp. 21–28.

Lampinen, M., Laari, A. and Turunen, I., *'Ammoniacal thiosulfate leaching of pressure oxidized sulfide gold concentrate with low reagent consumption'*, Hydrometallurgy. Elsevier B.V., 151, 2015, pp. 1–9.

Lazo, J. and Navarro, A., *'Síntesis y caracterización de arcillas organofílicas y su aplicación como adsorbentes'*, Rev Soc Perú, 74(1), 2008, pp. 3–19.

Lu, Y. and Xu, Z. *'Precious metals recovery from waste printed circuit boards: A review for*

current status and perspective, Resources, Conservation and Recycling. Elsevier B.V., 113(2016), 2016, pp. 28–39.

Margineda, J., *‘Estudio de procesos de adsorción/desorción de iones en resinas encapsuladas. Aplicaciones a la remineralización de tejidos dentales’*. 2004.

McKay, *‘Waste Printed Circuit Board Recycling Techniques and Product Utilization’*, Journal of Hazardous Materials. Elsevier B.V., 2014, p. 42.

Meza, Y. and Mallaupoma, L., *‘Adsorción de iones Cu (II) desde soluciones acuosas usando nanoarcillas’*. 2018.

Molleman, E. and Dreisinger, D., *‘The treatment of copper–gold ores by ammonium thiosulfate leaching.’*, Hydrometallurgy. 2002.

Ning, C. et al., *‘Waste Printed Circuit Board (PCB) Recycling Techniques’*, Topics in Current Chemistry. Springer International Publishing. 2017.

O’Malley, G. P., *Recovery of gold from thiosulfate solutions and pulps with ion-exchange resins*. 2002.

Ochoa, S., *Adsorción, Planta Piloto de Fermentaciones Departamento de Biotecnología*. 1995. Available at: <http://sgpwe.izt.uam.mx/files/users/uami/sho/Adsorcion.pdf>.

Pineda, L., *Universidad Nacional Del Altiplano Facultad De Ciencias Sociales*. 2015.

Purolite, *‘Purolite Ion Exchange Resins for Metals Recovery Applications Purolite Ion Exchange Resins for Metals Recovery Applications (cont ’ d)’*. 2015.

Rasnan, M. I. et al., *‘Sustainable E-Waste Management in Asia: Analysis of Practices in Japan, Taiwan and Malaysia’*, Environmental Assessment Policy and Management. 2016.

Rivas, C. et al., *‘Isoterma de Langmuir Y Freundlich como modelos para la adsorción de componentes de ácido nucleico sobre WO₃’*, 26, 2014, pp. 43–49.

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. Elsevier B.V., 2012, pp. 1–20.

Senanayake, G. and Zhang, X. M., ‘*Hydrometallurgy Gold leaching by copper (II) in ammoniacal thiosulphate solutions in the presence of additives . Part II : Effect of residual Cu (II), pH and redox potentials on reactivity of colloidal gold*’, Hydrometallurgy. Elsevier B.V., 115–116, 2012, pp. 21–29.

Serrano Campuzano, J. P., *Diseño de Una Planta Para la Recuperación de Oro de Minerales Sulfurados Con Ditionamida Como Lixiviante de Baja-Toxicidad Proyecto*. 2013.

Silva, U., ‘*Los residuos electrónicos: Un desafío para la Sociedad del Conocimiento en América Latina y el Caribe.*’, UNESCO. 2010.

Talavera, E. and Ocaña, F., *Isoterma De Adsorción De Ácido Oxálico Sobre Carbón Activo*.

Tamayo, J., Gómez, S. and Calderón, J., ‘*Selective Electrochemical Gold Recovery from Leaching Solutions of Thiosulfate*’, 164(7), 2017, pp. 363–370.

Williams, P. T., ‘*Valorization of Printed Circuit Boards from Waste Electrical and Electronic Equipment by Pyrolysis*’, 2010, pp. 107–120.

Xu, B. et al., ‘*A Review of Thiosulfate Leaching of Gold : Focus on Thiosulfate Consumption and Gold Recovery from*’, 2017.

Yu, H. et al., ‘*The copper-ethanediamine-thiosulphate leaching of gold ore containing limonite with cetyltrimethyl ammonium bromide as the synergist*’, Hydrometallurgy. Elsevier B.V., 150, 2014, pp. 178–183.

Zhang, X. M. and Senanayake, G., ‘*A review of ammoniacal thiosulfate leaching of gold – an update useful for further research in non-cyanide gold lixivants*’, Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review, 7508(August), 2016, p. 110.

Zhang, Y. et al., ‘*Current status on leaching precious metals from wasted printed circuit boards*’, Procedia Environmental Sciences, 16, 2012, pp. 560–568.

ANEXOS

ANEXO A. HOJA TÉCNICA DE LA RESINA DE INTERCAMBIO IÓNICO PUROGOLD MTA5011

HOJA TÉCNICA

Purogold™ MTA5011

Poliestireno Macroporoso Resina
Aniónica Fuertemente Básica Tipo I
Forma de cloruro, Grado RIP

PRINCIPALES APLICACIONES

- Recuperación de oro por fuente de licores tiosulfato y pulpas

VENTAJAS

- Superior Resistencia mecánica
- Tamaño grande de esferas

SISTEMAS

- Proceso de resina en pulpa (RIP)
- Licores ácidos y pulpas

ENVASE TÍPICO

- Bolsa de 1 pie³
- Bolsa de 25 L
- Tambor (fibra) de 5 pie³
- Supersack de 1 m³
- Supersack de 42 pie³

CARACTERÍSTICAS FÍSICAS Y QUÍMICAS:

Estructura del polímero	Poliestireno macroporoso Reticulado con divinilbenceno
Aspecto	Pelotas esféricas
Grupo funcional	Amonio cuaternario de tipo I
Forma iónica	Cl ⁻ forma
Capacidad total	1.15 EQ/L (25.1 Kgr/pie ³) (Cl ⁻ forma)
Retención de la humedad	54 - 61 % (Cl ⁻ forma)
Rango de tamaño de esferas	800 - 1300 µm
< 710 µm (max.)	1 %
Hinchamiento reversible, Cl ⁻ → OH ⁻ (max.)	25 %
Densidad específica	1.08
Peso de envío (aprox.)	670 - 700 g/L (41.9 - 43.8 lb/pie ³)
Límite de temperatura	100 °C (212.0 °F) (Cl ⁻ forma)
Límite de temperatura	64 °C (147.2 °F) (OH ⁻ forma)



América
T +1 610 668 9090
F +1 610 668 8138
americas@purolite.com

Europa
T +44 1443 229334
F +44 1443 227073
europe@purolite.com

Asia Pacifico
T +86 571 876 31382
F +86 571 876 31385
asiapacific@purolite.com

ANEXO B. PROCEDIMIENTO PARA ENSAYOS DE ADSORCIÓN CON RESINA DE INTERCAMBIO IÓNICO



Procedimiento para pruebas con resinas de intercambio iónico

Antes de empezar las pruebas con la resina Purolite MTA5011 para la recuperación de oro es importante realizar la limpieza de dicha resina, para la remoción de exceso de químicos o sólidos suspendidos. Esta limpieza debe realizarse con agua DI.

1. Preparación de la resina:

- En un Becker lavar la resina elegida con agua desmineralizada hasta que la solución esté limpia.
- Medir el volumen de resina "limpia" (obedecer la altura mínima de lecho 30 cm) utilizando una probeta y agua DI. Para obtener una medición más precisa, es necesario golpear la parte inferior de la probeta para asentar completamente la resina. El volumen de resina a utilizar va a depender del diámetro de la columna (conforme imagen abajo).
- La resina estará lista para uso.

Para la prueba considerar las siguientes informaciones:

- Lixiviado
- Resina Purolite MTA5011
- La masa de resina equivalente debe ser 0,5% de la cantidad de lixiviado.
- 1 Becker de 250ml.
- Agitador magnético. Mantener la solución en Becker con agitación constante utilizando una barra magnética de agitación compatible con el tamaño del Becker, evitando así un fuerte vórtice. Otra opción es agitar la solución con un Agitador Orbital a 100 rpm.

2. Datos de la prueba para tratamiento de 200 gramos de lixiviado:

Masa de lixiviado: 200 gramos

Masa de la resina: 1 gramo

Determinar la concentración de oro, cobre y otros metales en el lixiviado antes del tratamiento con la resina.

3. Remoción de oro en el lixiviado:

Ponga 1 g de resina en un Becker de 250ml y 200 gramos de lixiviado.

Continúa...



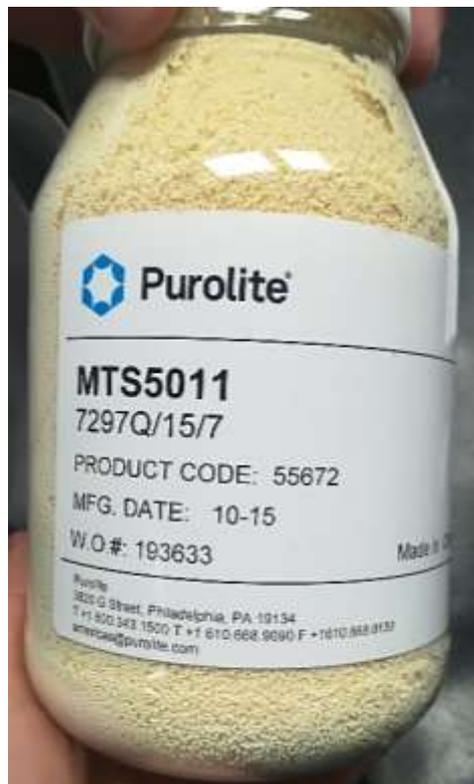
Agite por 24 horas y después con una criba saque la resina del lixiviado.
Determine la concentración oro, cobre y otros metales en el lixiviado en el lixiviado tratado.

Caso aún haya oro en el lixiviado después del tratamiento, haga la prueba nuevamente, pero con una cantidad mayor de resina.

4. Recuperación de oro en el lixiviado:

Estamos chequeando.

ENVIAR LOS DATOS A LA PUROLITE PARA EVALUACIÓN.



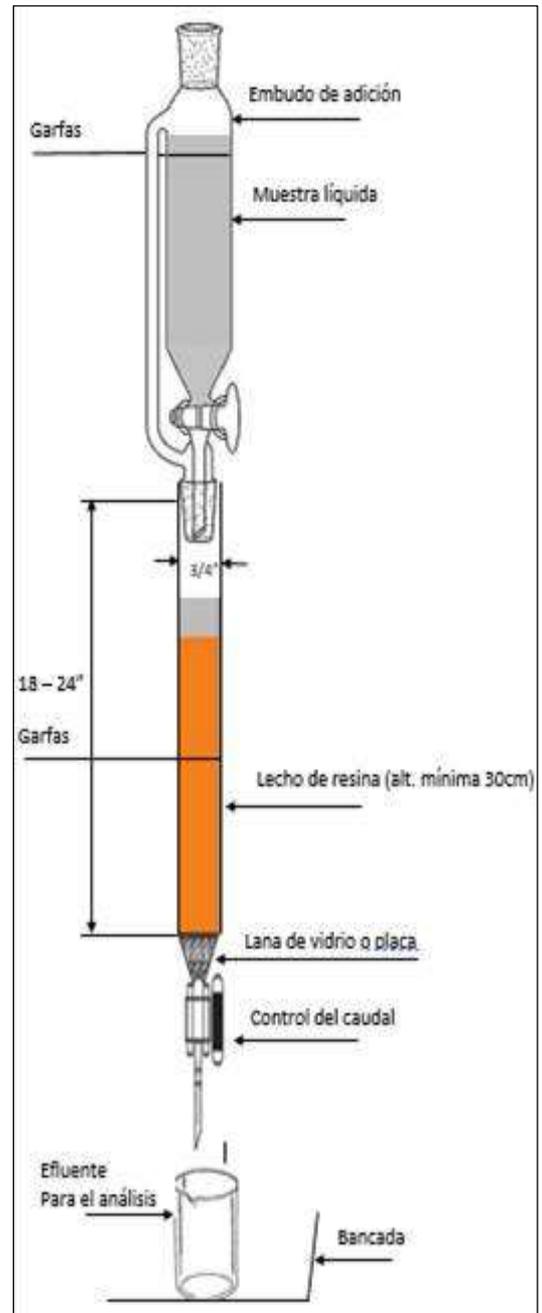
ANEXO C. PROCEDIMIENTO PARA ENSAYOS DE ELUCIÓN EN RESINA DE INTERCAMBIO IÓNICO

1. Recuperación de cobre en el lixiviado:

- A. Enjuagar la resina con agua desmineralizada.
- B. Prepare 8 BV de una solución de Tiosulfato de Amonio 150 g/L.
- C. Añada 2 BV de la solución y homogeneice por 1 hora.
- D. Saque la solución y analice oro y cobre.
- E. Repita los procedimientos C y D hasta que todo los 8 BVs de solución termine.

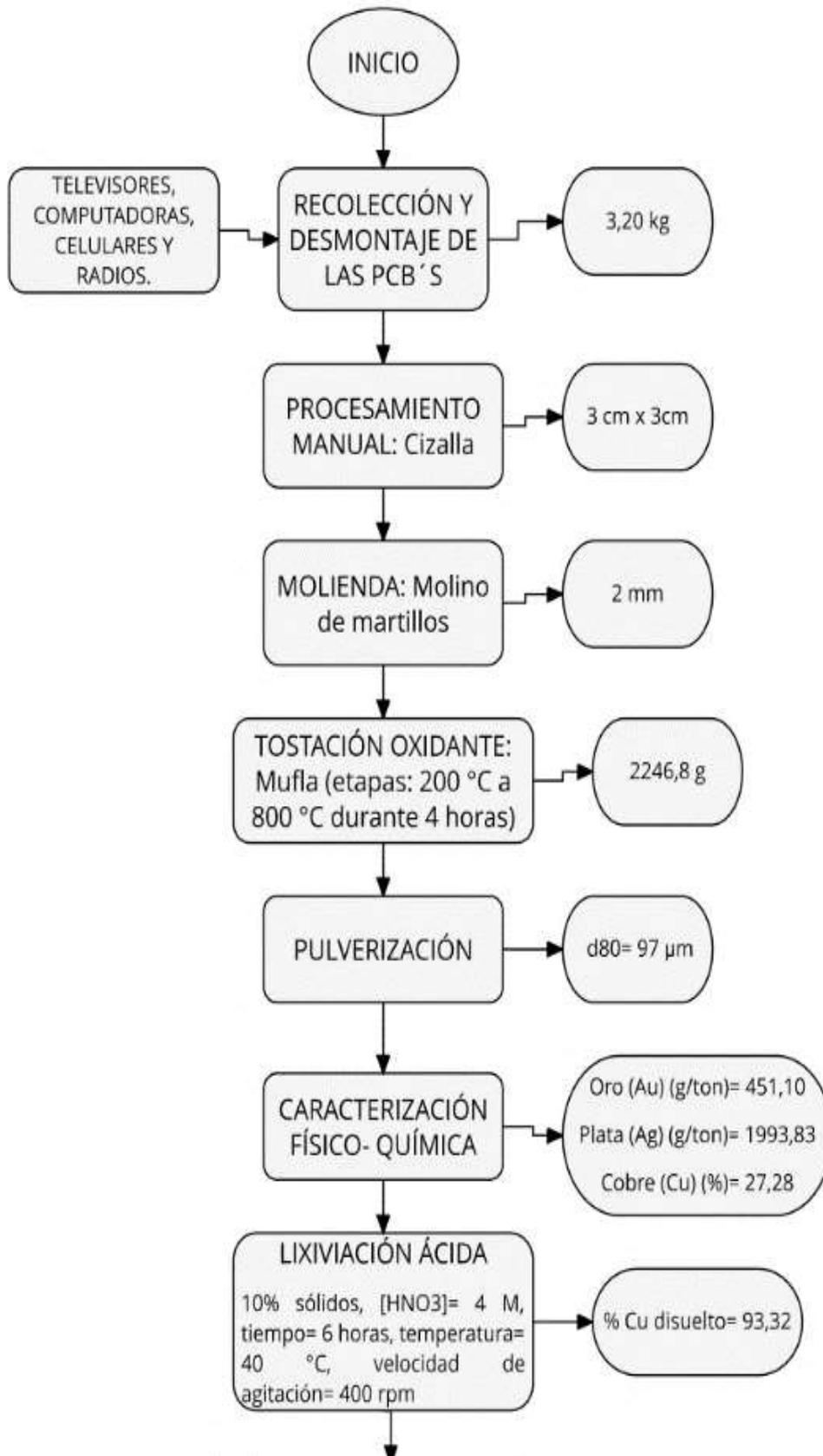
2. Recuperación de oro en el lixiviado:

- A. Prepare 10 BV de una solución de Tiocianato de Amonio 2 M.
- B. Añada 2 BV de la solución y homogeneice por 1 hora.
- C. Saque la solución y analice oro y cobre.
- D. Repita los procedimientos B y C hasta que todo los 10 BVs de solución termine.

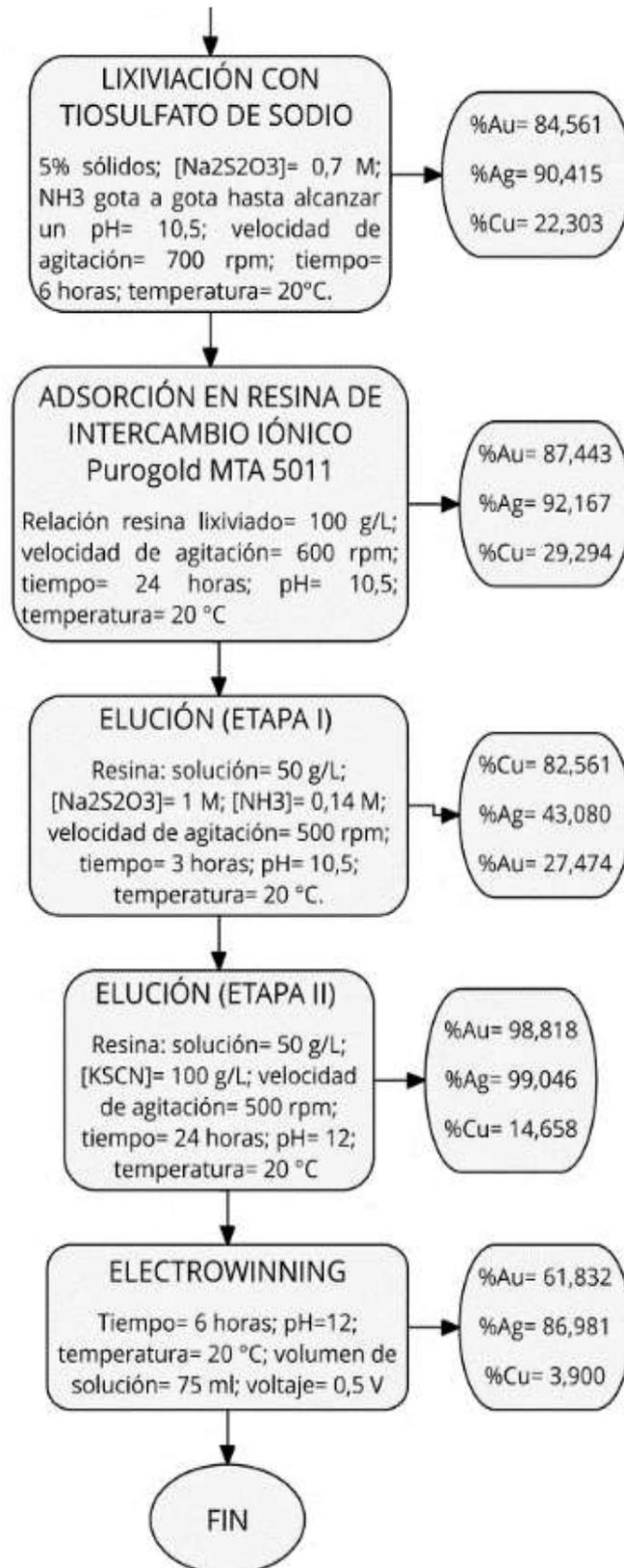


Procedimiento de Elución

ANEXO D. FLUJOGRAMA DEL PROCESO



Continúa...



ANEXO E

FICHAS TÉCNICAS DE

ENSAYOS REALIZADOS

FICHA TÉCNICA # 1

ENSAYO: 1

MUESTRA: PCB's pulverizados.

OBJETIVO: Recuperar oro con tiosulfato de sodio como agente lixivante.

CONDICIONES			
Porcentaje de sólidos (%)	15	[NH ₃ OH] (M)	0,25
Masa de la muestra (g)	35,294	Agitación (RPM)	700
Volumen de agua (mL)	200	Tiempo (horas)	24
[Na ₂ S ₂ O ₃ .5 H ₂ O] (M)	1	pH trabajo	10,5
[CuSO ₄ .5 H ₂ O] (mM)	2	Temperatura (°C)	20

BALANCE METALÚRGICO ORO								
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g						
Solución fuerte	76			1,12	1	76	0,09	1,489
Solución lavado	46			0,7	1	46	0,03	0,563
Relave		26,07	0,02070	11,2	50	10	5,6	97,948
							5,72	
Concentración oro (g/ton)= 161,991				Recuperación oro (%Au)= 2,052				

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA ORO			
Muestra	Descripción	Au (mg/L)	Dilución
L-01	Alícuota t ₁	0,98	1
L-02	Alícuota t ₃	0,98	1
L-03	Alícuota t ₆	1,08	1
SF	Solución fuerte	1,12	1

SL	Solución de lavado	0,70	1			
LAC-01	Disolución doré Au	11,20	50			
LAC-02	Disolución doré Ag	0,06	1			
RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA COBRE						
Muestra	Descripción	Cu (mg/L)	Dilución	Peso (g)	Aforo (mL)	Cu (%)
M0	Blanco	0,03	-	-	-	-
M1	Disgregación ácida 1	1,17	100	0,1043	250	28,044
M2	Disgregación ácida 2	0,96	100	0,1009	250	23,785
M3	Prueba calcinada a 850°C	6,59	100	0,5492	250	29,998
Promedio cobre (%Cu)= 27,276						

FICHA TÉCNICA # 2

ENSAYO: 2

MUESTRA: PCB's pulverizados.

OBJETIVO: Disolver cobre con ácido sulfúrico.

CONDICIONES (A)			
Porcentaje de sólidos (%)	5	Agitación (RPM)	700
Masa de la muestra (g)	10	Tiempo (horas)	2
Volumen de agua (mL)	190	pH trabajo	1,5
[H ₂ SO ₄] (M)	2	Temperatura (°C)	80
[H ₂ O ₂] (M)	0,2		

FICHA TÉCNICA # 3

ENSAYO: 2

MUESTRA: PCB's pulverizados.

OBJETIVO: Disolver cobre con amoníaco.

CONDICIONES (B)			
Porcentaje de sólidos (%)	4,76	Agitación (RPM)	400
Masa de la muestra (g)	10	Tiempo (horas)	2
Volumen de agua (mL)	200	pH trabajo	10
[NH ₃] (M)	2	Temperatura (°C)	35
[(NH ₄) ₂ SO ₄] (M)	2		

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	58		37,82	500	58		1096,78	49,439
Solución lavado	97		20,63	100	97		200,11	9,020
Relave		6,72	14,07	10	100	0,1026	921,54	41,540
							2218,43	
Disolución de cobre (%Cu)= 58,460								

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	186		14,72	500	186		1368,96	43,830
Solución lavado	154		1,85	500	154		142,45	4,561
Relave		7,68	22,08	10	100	0,1052	1611,92	51,609
							3123,33	
Disolución de cobre (%Cu)= 48,391								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA COBRE						
Muestra	Descripción	Cu (mg/L)	Dilución	Peso (g)	Aforo (mL)	Cu (%)
BNA	Blanco	0,08	1	-	-	-
SFA	Solución fuerte	37,82	500	-	-	-
SLA	Solución lavado	20,63	100	-	-	-
DAA	Disgregación ácida	14,07	10	0,1026	100	13,713

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA COBRE						
Muestra	Descripción	Cu (mg/L)	Dilución	Peso (g)	Aforo (mL)	Cu (%)
BNB	Blanco	0,17	1	-	-	-
SFB	Solución fuerte	14,72	500	-	-	-
SLB	Solución lavado	1,85	500	-	-	-
DAB	Disgregación ácida	22,08	10	0,1052	100	20,989

FICHA TÉCNICA # 4

ENSAYO: 2

MUESTRA: PCB's pulverizados.

OBJETIVO: Disolver cobre con ácido nítrico.

CONDICIONES (C)			
Porcentaje de sólidos (%)	9,09	Agitación (RPM)	400
Masa de la muestra (g)	10	Tiempo (horas)	2
Volumen de agua (mL)	100	pH trabajo	1,5
[HNO ₃] (M)	4	Temperatura (°C)	90

FICHA TÉCNICA # 5

ENSAYO: 2

MUESTRA: PCB's pulverizados.

OBJETIVO: Disolver cobre con amoníaco

CONDICIONES (D)			
Porcentaje de sólidos (%)	4,76	Agitación (RPM)	400
Masa de la muestra (g)	10	Tiempo (horas)	6
Volumen de agua (mL)	200	pH trabajo	10
[NH ₃] (M)	2	Temperatura (°C)	35
[(NH ₄) ₂ SO ₄] (M)	2		

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	3		24,82	5000	3		372,30	33,720
Solución lavado	118		38,33	100	118		452,29	40,965
Relave		6,20	4,63	10	100	0,1027	279,51	25,316
							1104,11	
Disolución de cobre (%Cu)= 74,685								

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	127		22,13	500	127		1405,26	64,989
Solución lavado	96		3,84	50	96		18,43	0,852
Relave		7,04	10,88	10	100	0,1037	738,62	34,159
							2162,31	
Disolución de cobre (%Cu)= 65,841								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA COBRE						
Muestra	Descripción	Cu (mg/L)	Dilución	Peso (g)	Aforo (mL)	Cu (%)
BNC	Blanco	3,66	1	-	-	-
SFC	Solución fuerte	24,82	5000	-	-	-
SLC	Solución lavado	38,33	100	-	-	-
DAC	Disgregación ácida	4,63	10	0,1027	100	4,508

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA					
Muestra	Descripción	ORO		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BND	Blanco	0,46	1	0,12	1
SFD	Solución fuerte	0,72	1	22,13	500
SLD	Solución lavado	0,03	1	3,84	50
DAD	Disgregación ácida	0,59	1	10,88	10

FICHA TÉCNICA # 6

ENSAYO: 2

MUESTRA: PCB's pulverizados.

OBJETIVO: Disolver cobre con ácido nítrico.

CONDICIONES (E)			
Porcentaje de sólidos (%)	9,09	Agitación (RPM)	400
Masa de la muestra (g)	10	Tiempo (horas)	6
Volumen de agua (mL)	100	pH trabajo	1,5
[HNO ₃] (M)	4	Temperatura (°C)	40

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	29		6,78	5000	29		983,10	73,317
Solución lavado	22		24,38	500	22		268,18	20,000
Relave		5,64	16,11	1	100	0,1014	89,61	6,683
							1340,89	
Disolución de cobre (%Cu)= 93,317								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA					
Muestra	Descripción	ORO		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNE	Blanco	0,04	1	1,19	1
SFE	Solución fuerte	1,46	1	6,78	5000
SLE	Solución lavado	0,33	1	24,38	500
DAE	Disgregación ácida	0,48	1	16,11	1

FICHA TÉCNICA # 7

ENSAYO: 2

MUESTRA: Relave proveniente del ensayo 2 (D).

OBJETIVO: Disolver cobre con amoníaco.

CONDICIONES (F)			
Porcentaje de sólidos (%)	4,76	Agitación (RPM)	400
Masa de la muestra (g)	7,04	Tiempo (horas)	6
Volumen de agua (mL)	140,86	pH trabajo	10
[NH ₃] (M)	2	Temperatura (°C)	35
[(NH ₄) ₂ SO ₄] (M)	2		

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	118		1,74	500	118		102,66	14,627
Solución lavado	52		2,72	50	52		7,07	1,008
Relave		6,47	9,17	10	100	0,1002	592,11	84,365
							701,85	
Disolución de cobre (%Cu)= 15,635								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA					
Muestra	Descripción	ORO		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNF	Blanco	0,5	1	0,09	1
SFF	Solución fuerte	0,63	1	1,74	500
SLF	Solución lavado	0,12	1	2,72	50
DAF	Disgregación ácida	0,63	1	9,17	10

FICHA TÉCNICA # 8

ENSAYO: 3

MUESTRA: PCB's pulverizados.

OBJETIVO: Disolver cobre con amoníaco.

CONDICIONES (A)			
Porcentaje de sólidos (%)	5	Agitación (RPM)	400
Masa de la muestra (g)	35,294	Tiempo (horas)	6
Volumen de agua (mL)	670,586	pH trabajo	10
[NH ₃] (M)	2	Temperatura (°C)	35
[(NH ₄) ₂ SO ₄] (M)	2		

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	790		11,77	500	790		4649,15	60,809
Solución lavado	455		2,41	50	455		54,83	0,717
Relave		27,09	10,88	10	100	0,1002	2941,51	38,474
							7645,49	
Disolución de cobre (%Cu)= 61,526								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNA	Blanco	0,43	1	0,16	1	0,12	1
SFA	Solución fuerte	0,58	1	0,23	1	11,77	500
SLA	Solución lavado	0,02	1	0,01	1	2,41	50
DAA	Disgregación ácida	0,59	1	0,33	1	10,88	10

FICHA TÉCNICA # 9

ENSAYO: 3

MUESTRA: Relave proveniente del ensayo 3 (A).

OBJETIVO: Disolver cobre con amoníaco.

CONDICIONES (B)			
Porcentaje de sólidos (%)	5	Agitación (RPM)	400
Masa de la muestra (g)	27,09	Tiempo (horas)	6
Volumen de agua (mL)	514,71	pH trabajo	10
[NH ₃] (M)	2	Temperatura (°C)	35
[(NH ₄) ₂ SO ₄] (M)	2		

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	535		1,65	500	535		441,38	24,990
Solución lavado	155		1,71	50	155		13,25	0,750
Relave		25,03	1,07	50	100	0,1021	1311,56	74,259
							1766,19	
Disolución de cobre (%Cu)= 25,741								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNB	Blanco	0,47	1	0,08	1	0,39	1
SFB	Solución fuerte	0,59	1	0,07	1	1,65	500
SLB	Solución lavado	0,1	1	0,01	1	1,71	50
DAB	Disgregación ácida	0,57	1	0,62	1	1,07	50

FICHA TÉCNICA # 10

ENSAYO: 3

MUESTRA: Relave proveniente de ensayos 2 (C) y 2 (E).

OBJETIVO: Disolver cobre con ácido nítrico.

CONDICIONES (C)			
Porcentaje de sólidos (%)	9,09	Agitación (RPM)	400
Masa de la muestra (g)	11,88	Tiempo (horas)	6
Volumen de agua (mL)	118,81	pH trabajo	1,5
[HNO ₃] (M)	4	Temperatura (°C)	40

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	52		11,75	500	52		305,50	79,886
Solución lavado	28		37,11	50	28		51,95	13,586
Relave		9,69	2,61	1	100	0,1013	24,97	6,529
							382,42	
Disolución de cobre (%Cu)= 93,471								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNC	Blanco	0,06	1	0,01	1	0,17	1
SFC	Solución fuerte	5,83	1	0,56	1	11,75	500
SLC	Solución lavado	0,72	1	0,02	1	37,11	50
DAC	Disgregación ácida	0,77	1	0,78	1	2,61	1

FICHA TÉCNICA # 11

ENSAYO: 3

MUESTRA: Relave proveniente del ensayo 3 (C).

OBJETIVO: Recuperar oro con tiosulfato de sodio como agente lixiviante.

CONDICIONES (D)			
Porcentaje de sólidos (%)	5	[NH ₃ OH] (M)	0,375
Masa de la muestra (g)	9,69	Agitación (RPM)	700
Volumen de agua (mL)	184,11	Tiempo (horas)	24
[Na ₂ S ₂ O ₃ .5 H ₂ O] (M)	0,7	pH trabajo	10,5
		Temperatura (°C)	20

YODIMETRÍA					
Tiempo (h)	[Tiosulfato] (N)	Tiosulfato (g)	Tiosulfato añadido (g)	NH ₃ (ml)	pH
0	0,7	31,986	0	4	10,68
1	0,525	23,989	8,00	2,5	10,74
2	0,663	30,303	1,68	0	10,64
3	0,7	31,986	0	0	10,52
4	0,573	26,170	5,82	3	10,76
5	0,7	31,986	0	0	10,69
6	0,7	31,986	0	0	10,65
24	0,7	31,986	0	0	10,34
		TOTAL	15,5	9,5	

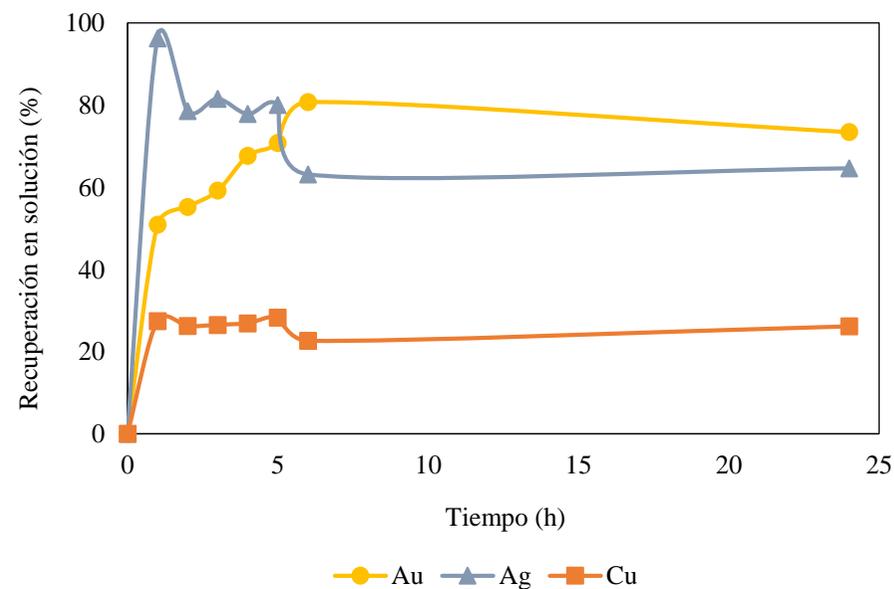
BALANCE METALÚRGICO ORO								
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g						
Solución fuerte	134			11,78	1	134	1,58	53,481
Solución lavado	61			2,41	1	61	0,15	4,981
Relave		8,31	0,00434	12,26	10	10	1,226	41,538
							2,95	
Concentración oro (g/ton)= 304,60				Recuperación oro (%Au)= 58,462				

BALANCE METALÚRGICO PLATA								
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g						
Solución fuerte	134			0,88	100	134	11,79	82,496
Solución lavado	61			0,12	100	61	0,73	5,121
Relave		8,31	0,00434	1,77	100	10	1,77	12,383
							14,29	
Concentración plata (g/ton)= 1475,13				Recuperación plata (%Ag)= 87,617				

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	134		25,75	1	134		3,45	19,042
Solución lavado	61		3,17	1	61		0,19	1,067
Relave		8,31	1,77	1	100	0,1016	14,48	79,891
							18,12	
Disolución de cobre (%Cu)= 20,109								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BND	Blanco	8,53	1	1,63	100	26,14	1
SFD	Solución fuerte	11,78	1	0,88	100	25,75	1
SLD	Solución lavado	2,41	1	0,12	100	3,17	1
DADCu	Disgregación ácida	0,46	1	0,63	1	1,77	1
DADAu	Disgregación doré Au	12,26	10	0,05	100	0,06	1
DADAg	Disgregación doré Ag	0,03	1	1,77	100	0,06	1

CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN									
Tiempo (h)	ORO			PLATA			COBRE		
	[Au] (mg/L)	Au (mg)	Au (%)	[Ag] (mg/L)	Ag (mg)	Ag (%)	[Cu] (mg/L)	Cu (mg)	Cu (%)
0	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00
1	8,16	1,50	50,90	131	13,76	96,23	27,05	4,98	27,48
2	8,86	1,63	55,27	107	11,24	78,60	25,82	4,75	26,23
3	9,49	1,75	59,20	111	11,66	81,54	26,12	4,81	26,54
4	10,85	2,00	67,68	106	11,13	77,86	26,51	4,88	26,93
5	11,35	2,09	70,80	109	11,45	80,07	27,85	5,13	28,30
6	12,95	2,38	80,78	86	9,03	63,17	22,29	4,10	22,65
24	11,78	2,17	73,48	88	9,24	64,64	25,75	4,74	26,16



FICHA TÉCNICA # 12

ENSAYO: 3

MUESTRA: Relave proveniente de ensayos 2 (F) y 3 (B).

OBJETIVO: Recuperar oro con tiosulfato de sodio como agente lixivante.

CONDICIONES (E)			
Porcentaje de sólidos (%)	5	[NH ₃ OH] (M)	0,061
Masa de la muestra (g)	31,38	Agitación (RPM)	700
Volumen de agua (mL)	596,22	Tiempo (horas)	24
[Na ₂ S ₂ O ₃ .5 H ₂ O] (M)	0,7	pH trabajo	10,5
		Temperatura (°C)	20

YODIMETRÍA					
Tiempo (h)	[Tiosulfato] (N)	Tiosulfato (g)	Tiosulfato añadido (g)	NH ₃ (ml)	pH
0	0,7	103,583	0	5	11,85
1	0,7	103,583	0	0	11,43
2	0,7	103,583	0	0	10,95
3	0,567	83,853	19,73	0	10,88
4	0,638	94,335	9,25	0	10,76
5	0,7	103,583	0	0	10,65
6	0,7	103,583	0	0	10,53
24	0,7	103,583	0	0	10,57
		TOTAL	28,98	5	

BALANCE METALÚRGICO ORO									
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g							
Solución fuerte	565			2,8	1	565		1,58	14,375
Solución lavado	270			0,15	1	270		0,04	0,368
Relave		29,14	0,03094	4,83	100	10	15	9,38	85,257
								11,01	
Concentración oro (g/ton)= 350,719				Recuperación oro (%Au)= 14,743					

BALANCE METALÚRGICO PLATA									
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g							
Solución fuerte	565			2,1	1	565		1,19	2,927
Solución lavado	270			0,75	1	270		0,20	0,500
Relave		29,14	0,03094	4,03	500	10	15	39,14	96,573
								40,53	
Concentración plata (g/ton)= 1291,706					Recuperación plata (%Ag)= 3,427				

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	565		4,15	100	565		234,48	10,930
Solución lavado	270		11,39	1	270		3,08	0,143
Relave		29,14	32,83	1	200	0,1003	1907,61	88,926
							2145,16	
Disolución de cobre (%Cu)= 11,074								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNE	Blanco	2,05	1	3,92	10	15,02	10
SFE	Solución fuerte	2,8	1	2,1	1	4,15	100
SLE	Solución lavado	0,15	1	0,75	1	11,34	1
DAECu	Disgregación ácida	0,48	1	0,65	1	32,83	1
DAEAu	Disgregación doré Au	4,83	100	0,05	500	0,27	1
DAEAg	Disgregación doré Ag	0,04	1	4,03	500	6,13	1

FICHA TÉCNICA # 13

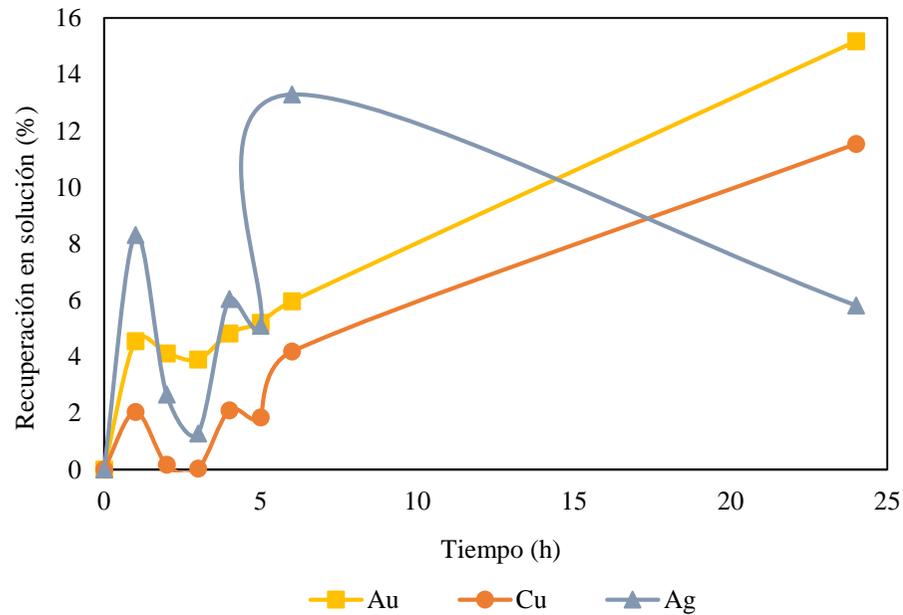
ENSAYO: 3

MUESTRA: Solución fuerte del ensayo 3 (E).

OBJETIVO: Adsorber oro disuelto en el lixiviado utilizando resina de intercambio iónico.

CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN									
Tiempo (h)	ORO			PLATA			COBRE		
	[Au] (mg/L)	Au (mg)	Au (%)	[Ag] (mg/L)	Ag (mg)	Ag (%)	[Cu] (mg/L)	Cu (mg)	Cu (%)
0	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00
1	0,84	0,50	4,55	3	1,79	8,30	73,4	43,76	2,04
2	0,76	0,45	4,12	0,96	0,57	2,66	6,2	3,70	0,17
3	0,72	0,43	3,90	0,46	0,27	1,27	1,16	0,69	0,03
4	0,89	0,53	4,82	2,18	1,30	6,03	75,3	44,90	2,09
5	0,96	0,57	5,20	1,84	1,10	5,09	66,5	39,65	1,85
6	1,1	0,66	5,96	4,8	2,86	13,29	150,5	89,73	4,18
24	2,8	1,67	15,17	2,1	1,25	5,81	415	247,43	11,53

CONDICIONES (F)	
Volumen de lixiviado (mL)	100
Masa resina (g)	-
Agitación (RPM)	600
Tiempo (horas)	24
pH trabajo	10,5
Temperatura (°C)	20



ORO								
Ensayo	Volumen lixiviado (ml)	Masa resina (g)	[Au] t ₀ (mg/L)	[Au] t ₂₄ (mg/L)	Au t ₀ (mg)	Au t ₂₄ (mg)	Au en la resina (mg)	Au (%)
A	100	0,01	2,98	2,28	0,298	0,228	0,070	23,490
B	100	0,05	2,98	2,12	0,298	0,212	0,086	28,859
C	100	0,1	2,98	1,78	0,298	0,178	0,120	40,268
D	100	0,5	2,98	0,85	0,298	0,085	0,213	71,477
E	100	1	2,98	0,87	0,298	0,087	0,211	70,805

PLATA								
Ensayo	Volumen lixiviado (ml)	Masa resina (g)	[Ag] t ₀ (mg/L)	[Ag] t ₂₄ (mg/L)	Ag t ₀ (mg)	Ag t ₂₄ (mg)	Ag en la resina (mg)	Ag (%)
A	100	0,01	23,6	22,9	2,360	2,290	0,070	2,966
B	100	0,05	23,6	22,8	2,360	2,280	0,080	3,390
C	100	0,1	23,6	22,2	2,360	2,220	0,140	5,932
D	100	0,5	23,6	14	2,360	1,400	0,960	40,678
E	100	1	23,6	11	2,360	1,100	1,260	53,390

FICHA TÉCNICA # 14

COBRE								
Ensayo	Volumen lixiviado (ml)	Masa resina (g)	[Cu] t ₀ (mg/L)	[Cu] t ₂₄ (mg/L)	Cu t ₀ (mg)	Cu t ₂₄ (mg)	Cu en la resina (mg)	Cu (%)
A	100	0,01	503,6	464	50,360	46,400	3,960	7,863
B	100	0,05	503,6	476,2	50,360	47,620	2,740	5,441
C	100	0,1	503,6	500	50,360	50,000	0,360	0,715
D	100	0,5	503,6	489,2	50,360	48,920	1,440	2,859
E	100	1	503,6	444,2	50,360	44,420	5,940	11,795

ENSAYO: 4

MUESTRA: PCB's pulverizados.

OBJETIVO: Disolver cobre con ácido nítrico.

CONDICIONES (A)			
Porcentaje de sólidos (%)	10	Agitación (RPM)	400
Masa de la muestra (g)	100	Tiempo (horas)	6
Volumen de agua (mL)	900	pH trabajo	1,5
[HNO ₃] (M)	4	Temperatura (°C)	40

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	720		13,55	2000	720		19512,00	86,876
Solución lavado	534		4,07	1000	534		2173,38	9,677
Relave		53,09	6,16	1	250	0,1056	774,23	3,447
							22459,61	
Disolución de cobre (%Cu)= 96,553								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNA	Blanco	0,04	1	0,01	1	0,09	1
SFA	Solución fuerte	0,99	1	0,17	1	13,55	2000
SLA	Solución lavado	0,19	1	0,02	1	4,07	1000
DAA	Disgregación ácida	0,33	1	0,43	1	6,16	1

FICHA TÉCNICA # 15

ENSAYO: 4

MUESTRA: Relave proveniente del ensayo 4 (A).

OBJETIVO: Disolver cobre con ácido nítrico.

CONDICIONES (B)			
Porcentaje de sólidos (%)	10	Agitación (RPM)	400
Masa de la muestra (g)	53,09	Tiempo (horas)	6
Volumen de agua (mL)	477,81	pH trabajo	1,5
[HNO ₃] (M)	4	Temperatura (°C)	40

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	510		9,87	100	510		503,37	69,380
Solución lavado	280		20,80	10	280		58,24	8,027
Relave		47,96	1,43	1	250	0,1046	163,92	22,593
							725,53	
Disolución de cobre (%Cu)= 77,407								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNB	Blanco	0,08	1	0,02	1	0,17	1
SFB	Solución fuerte	0,97	1	0,01	1	9,87	100
SLB	Solución lavado	0,06	1	0,01	1	20,8	10
DAB	Disgregación ácida	0,29	1	0,45	1	1,43	1

FICHA TÉCNICA # 16

ENSAYO: 4

MUESTRA: Relave proveniente del ensayo 4 (B).

OBJETIVO: Recuperar oro con tiosulfato de sodio como agente lixiviante.

CONDICIONES (C)			
Porcentaje de sólidos (%)	5	[NH ₃ OH] (M)	0,11
Masa de la muestra (g)	22,5	Agitación (RPM)	700
Volumen de agua (mL)	427,5	Tiempo (horas)	24
[Na ₂ S ₂ O ₃ .5 H ₂ O] (M)	0,7	pH trabajo	10,5
		Temperatura (°C)	20

YODIMETRÍA					
Tiempo (h)	[Tiosulfato] (N)	Tiosulfato (g)	Tiosulfato añadido (g)	NH ₃ (ml)	pH
0	0,7	74,27	0	1	10,80
1	0,520	63,45	10,82	0	10,43
2	0,7	74,27	0	0	10,40
3	0,650	71,27	3	2,4	10,88
4	0,7	74,27	0	0	10,76
5	0,7	74,27	0	1,6	10,65
6	0,7	74,27	0	0	10,53
24	0,7	74,27	0	1,4	10,87
		TOTAL	13,82	6,4	

BALANCE METALÚRGICO ORO									
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g							
Solución fuerte	395			6,73	1	395		2,66	25,819
Solución lavado	230			0,75	1	230		0,17	1,675
Relave		21,37	0,01984	5,24	100	10	15	7,465	72,506
								10,30	
Concentración oro (g/ton)= 457,605					Recuperación oro (%Au)= 27,494				

BALANCE METALÚRGICO PLATA									
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g							
Solución fuerte	395			1,09	100	395		43,06	71,967
Solución lavado	230			0,54	10	230		1,24	2,076
Relave		21,37	0,01984	1,09	1000	10	15	15,52	25,957
								59,83	
Concentración plata (g/ton)= 2658,927					Recuperación plata (%Ag)= 74,04				

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNC	Blanco	9,52	1	1,29	100	6,47	1
SFC	Solución fuerte	6,73	1	1,09	100	3,88	10
SLC	Solución lavado	0,75	1	0,54	10	0,89	1
DACCu	Disgregación ácida	0,17	1	0,37	1	1,54	1
DACAu	Disgregación doré Au	5,24	100	2,02	10	0,07	1
DACAg	Disgregación doré Ag	0,05	1	1,09	1000	0,22	1

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	395		3,88	10	395		15,33	19,354
Solución lavado	230		0,89	1	230		0,20	0,259
Relave		21,37	1,54	1	200	0,1034	63,66	80,387
							79,19	
Disolución de cobre (%Cu)= 19,613								

FICHA TÉCNICA # 17

ENSAYO: 4

MUESTRA: Relave proveniente del ensayo 4 (B).

OBJETIVO: Recuperar oro con tiosulfato de sodio como agente lixivante.

CONDICIONES (D)			
Porcentaje de sólidos (%)	15	[NH ₃ OH] (M)	0,3
Masa de la muestra (g)	22,5	Agitación (RPM)	700
Volumen de agua (mL)	127,5	Tiempo (horas)	24
[Na ₂ S ₂ O ₃ .5 H ₂ O] (M)	1	pH trabajo	10,5
		Temperatura (°C)	20

YODIMETRÍA					
Tiempo (h)	[Tiosulfato] (N)	Tiosulfato (g)	Tiosulfato añadido (g)	NH ₃ (ml)	pH
0	1	31,64	0	0,7	11,85
1	1	31,64	0	1,8	11,43
2	1	31,64	0	0	10,95
3	1	31,64	0	0	10,88
4	1	31,64	0	1,2	10,76
5	1	31,64	0	0	10,65
6	1	31,64	0	1,5	10,53
24	1	31,64	0	0	10,57
		TOTAL	0	5,2	

BALANCE METALÚRGICO ORO									
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g							
Solución fuerte	102			10,86	1	102		1,11	10,799
Solución lavado	82			0,83	1	82		0,07	0,663
Relave		21,59	0,02257	6,31	100	10	15	9,082	88,538
								10,26	
Concentración oro (g/ton)= 455,910				Recuperación oro (%Au)= 11,46					

BALANCE METALÚRGICO PLATA									
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g							
Solución fuerte	102			1,74	200	102		35,50	69,421
Solución lavado	82			1,69	10	82		1,39	2,710
Relave		21,59	0,02257	0,99	1000	10	15	14,24	27,868
								51,13	
Concentración plata (g/ton)= 2272,498					Recuperación plata (%Ag)= 72,13				

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	102		6,71	10	102		6,84	9,432
Solución lavado	82		4,47	1	82		0,37	0,505
Relave		21,59	1,58	1	200	0,1044	65,35	90,062
							72,56	
Disolución de cobre (%Cu)= 9,938								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BND	Blanco	7,88	1	2,08	200	3,95	1
SFD	Solución fuerte	10,86	1	1,74	200	6,71	10
SLD	Solución lavado	0,83	1	1,69	10	4,47	1
DADCu	Disgregación ácida	0,20	1	0,60	1	1,58	1
DADAu	Disgregación doré Au	6,31	100	1,54	10	0,07	1
DADAg	Disgregación doré Ag	0,08	1	0,99	1000	0,3	1

FICHA TÉCNICA # 18

ENSAYO: 4

MUESTRA: Solución fuerte proveniente del ensayo 4 (C).

OBJETIVO: Adsorber oro disuelto en el lixiviado utilizando resina de intercambio iónico.

CONDICIONES (E)	
Volumen de lixiviado (mL)	100
Masa resina (g)	10
Agitación (RPM)	600
Tiempo (horas)	24
pH trabajo	10,5
Temperatura (°C)	20

ADSORCIÓN ORO								
Ensayo	Volumen lixiviado (ml)	Masa resina (g)	[Au] t_0 (mg/L)	[Au] t_{24} (mg/L)	Au t_0 (mg)	Au t_{24} (mg)	Au en la resina (mg)	Au (%)
E	100	10	6,61	0,83	0,661	0,083	0,578	87,443

CINÉTICA DE ADSORCIÓN						
Tiempo (h)	[Au] t_0 (mg/L)	[Au] t_n (mg/L)	Au t_0 (mg)	Au t_n (mg)	Au en la resina (mg)	Au (%)
0	0	0	0	0	0	0,000
1	6,61	0,86	0,661	0,086	0,575	86,989
2	6,61	0,85	0,661	0,085	0,576	87,141
3	6,61	0,84	0,661	0,084	0,577	87,292
4	6,61	0,85	0,661	0,085	0,576	87,141
5	6,61	0,92	0,661	0,092	0,569	86,082
6	6,61	0,94	0,661	0,094	0,567	85,779
24	6,61	0,83	0,661	0,083	0,578	87,443

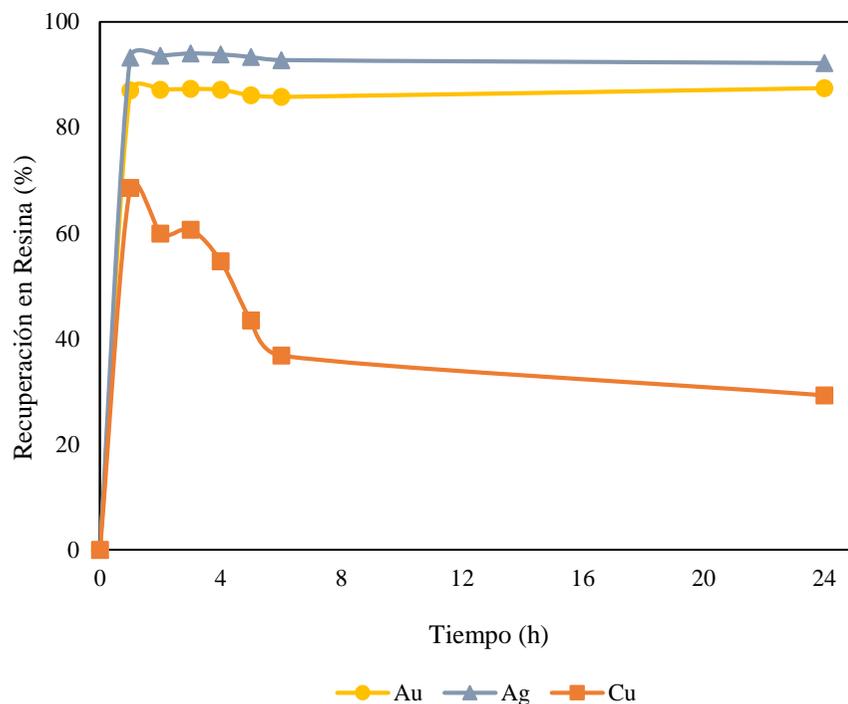
ADSORCIÓN PLATA								
Ensayo	Volumen lixiviado (ml)	Masa resina (g)	[Ag] t_0 (mg/L)	[Ag] t_n (mg/L)	Ag t_0 (mg)	Ag t_n (mg)	Ag en la resina (mg)	Ag (%)
E	100	10	120	9,4	12	0,94	11,060	92,167

CINÉTICA DE ADSORCIÓN						
Tiempo (h)	[Ag] t_0 (mg/L)	[Ag] t_n (mg/L)	Ag t_0 (mg)	Ag t_n (mg)	Ag en la resina (mg)	Ag (%)
0	0	0	0,000	0,000	0,000	0,000
1	120	8,1	12,000	0,810	11,190	93,250
2	120	7,7	12,000	0,770	11,230	93,583
3	120	7,2	12,000	0,720	11,280	94,000
4	120	7,4	12,000	0,740	11,260	93,833
5	120	8	12,000	0,800	11,200	93,333
6	120	8,7	12,000	0,870	11,130	92,750
24	120	9,4	12,000	0,940	11,060	92,167

COBRE								
Ensayo	Volumen lixiviado (ml)	Masa resina (g)	[Cu] t_0 (mg/L)	[Cu] t_n (mg/L)	Cu t_0 (mg)	Cu t_n (mg)	Cu en la resina (mg)	Cu (%)
E	100	10	13,04	9,22	1,304	0,922	0,382	29,294

CINÉTICA DE ADSORCIÓN						
Tiempo (h)	[Cu] t_0 (mg/L)	[Cu] t_n (mg/L)	Cu t_0 (mg)	Cu t_n (mg)	Cu en la resina (mg)	Cu (%)
0	0	0	0	0	0	0,000
1	13,04	4,1	1,304	0,41	0,894	68,558

2	13,04	5,23	1,304	0,523	0,781	59,893
3	13,04	5,13	1,304	0,513	0,791	60,660
4	13,04	5,91	1,304	0,591	0,713	54,678
5	13,04	7,37	1,304	0,737	0,567	43,482
6	13,04	8,24	1,304	0,824	0,48	36,810
24	13,04	9,22	1,304	9,22	3,82	29,294



FICHA TÉCNICA # 19

ENSAYO: 5

MUESTRA: PCB's pulverizados.

OBJETIVO: Disolver cobre con ácido nítrico.

CONDICIONES (A)			
Porcentaje de sólidos (%)	10	Agitación (RPM)	400
Masa de la muestra (g)	50	Tiempo (horas)	6
Volumen de agua (mL)	450	pH trabajo	1,5
[HNO ₃] (M)	4	Temperatura (°C)	40

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	375		5,21	5000	375		9768,75	89,926
Solución lavado	190		5,4	1000	190		1026,00	9,445
Relave		22,80	1,55	1	200	0,1035	68,29	0,629
							10863,04	
Disolución de cobre (%Cu)=99,371								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNA	Blanco	0,09	1	0,01	1	0,04	1
SFA	Solución fuerte	1,16	1	0,37	1	5,21	5000
SLA	Solución lavado	0,20	1	0,04	1	5,40	1000
DAA	Disgregación ácida	0,24	1	0,41	1	1,55	1

FICHA TÉCNICA # 20

ENSAYO: 5

MUESTRA: Relave proveniente del ensayo 5 (A).

OBJETIVO: Recuperar oro con tiosulfato de sodio como agente lixivante.

CONDICIONES (B)			
Porcentaje de sólidos (%)	5	[NH ₃] (M)	0,21
Masa de la muestra (g)	20	Agitación (RPM)	700
Volumen de agua (mL)	380	Tiempo (horas)	24
[Na ₂ S ₂ O ₃] (M)	1	pH trabajo	10,5
		Temperatura (°C)	20

YODIMETRÍA					
Tiempo (h)	[Tiosulfato] (N)	Tiosulfato (g)	Tiosulfato añadido (g)	NH ₃ (ml)	pH
0	1	60,089	0	2	10,73
1	0,713	42,814	17,28	2	10,96
2	1	60,089	0	0	10,93
3	0,950	57,085	3,00	0	10,70
4	1	60,089	0	0	10,59
5	0,950	57,085	3,00	2	10,54
6	1	60,089	0	0	10,53
24	1	60,089	0	0	10,38
		TOTAL	13,82	6	

BALANCE METALÚRGICO ORO								
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g						
Solución fuerte	170			5,94	1	170	1,01	30,279
Solución lavado	72			1,10	1	72	0,08	2,375
Relave		12,20	0,01328	22,46	10	10	2,246	67,346
							3,34	
Concentración oro (g/ton)= 166,75					Recuperación oro (%Au)= 32,654			

BALANCE METALÚRGICO PLATA								
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g						
Solución fuerte	170			0,85	100	170	14,45	86,047
Solución lavado	72			0,56	10	72	0,40	2,401
Relave		12,20	0,01328	1,94	100	10	1,94	11,552
							16,79	
Concentración plata (g/ton)= 839,660				Recuperación plata (%Ag)= 88,448				

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	170		13,45	10	170		22,87	26,610
Solución lavado	72		7,15	1	72		0,51	0,599
Relave		12,20	2,63	1	200	0,1026	62,55	72,791
							85,93	
Disolución de cobre (%Cu)= 27,209								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNB	Blanco	1,12	1	0,55	1	0,16	1
SFB	Solución fuerte	5,94	1	0,85	100	13,45	10
SLB	Solución lavado	1,10	1	0,56	10	7,15	1
DBCu	Disgregación ácida	0,20	1	0,36	1	2,63	1
DBAu	Disgregación doré Au	22,46	10	0,70	100	0,18	1
DBAg	Disgregación doré Ag	0,03	1	1,94	100	0,13	1

CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN									
Tiempo (h)	ORO			PLATA			COBRE		
	[Au] (mg/L)	Au (mg)	Au (%)	[Ag] (mg/L)	Ag (mg)	Ag (%)	[Cu] (mg/L)	Cu (mg)	Cu (%)
0	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00
1	12,26	1,84	55,14	111	16,65	99,15	105,5	15,83	18,42
2	10,83	1,62	48,71	104	15,60	92,89	108,7	16,31	18,98
3	9,35	1,40	42,05	92	13,80	82,18	104,5	15,68	18,24
4	8,42	1,26	37,87	88	13,20	78,60	111,2	16,68	19,41
5	7,62	1,14	34,27	87	13,05	77,71	118,6	17,79	20,70
6	8,76	1,31	39,40	90	13,50	80,39	108,4	16,26	18,92
24	5,94	0,89	26,72	85	12,75	75,92	134,5	20,18	23,48

FICHA TÉCNICA # 21

ENSAYO: 5

MUESTRA: Solución fuerte proveniente del ensayo 5 (B).

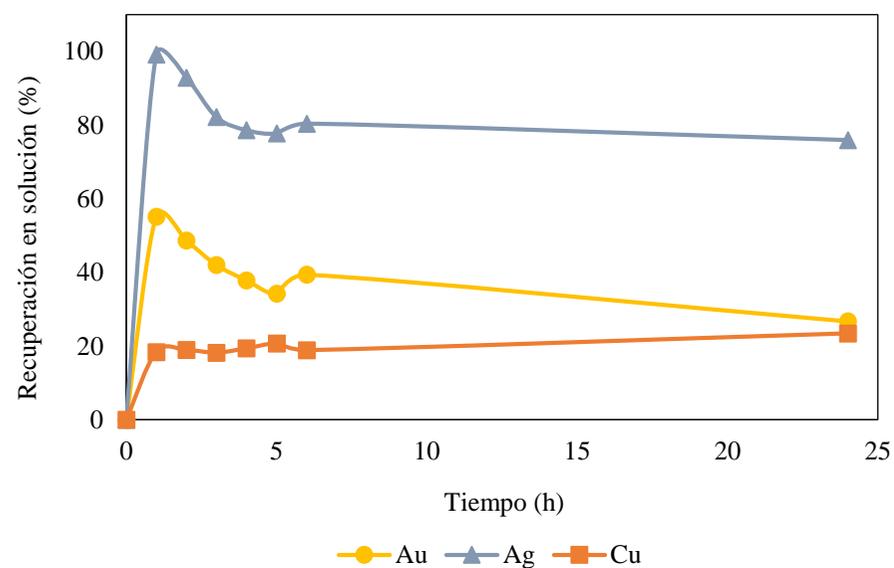
OBJETIVO: Adsorber oro disuelto en el lixiviado utilizando resina de intercambio iónico.

CONDICIONES (C)			
Volumen de lixiviado (mL)	100	Tiempo (horas)	24
Masa resina (g)	-	pH trabajo	10,5
Agitación (RPM)	600	Temperatura (°C)	20

ORO								
Ensayo	Volumen lixiviado (ml)	Masa resina (g)	[Au] t ₀ (mg/L)	[Au] t ₂₄ (mg/L)	Au t ₀ (mg)	Au t ₂₄ (mg)	Au en la resina (mg)	Au (%)
A	100	15	5,94	1,17	0,594	0,117	0,477	80,303
B	100	20	5,94	1,15	0,594	0,115	0,479	80,640

PLATA								
Ensayo	Volumen lixiviado (ml)	Masa resina (g)	[Ag] t ₀ (mg/L)	[Ag] t ₂₄ (mg/L)	Ag t ₀ (mg)	Ag t ₂₄ (mg)	Ag en la resina (mg)	Ag (%)
A	100	15	85	26	8,5	2,6	5,900	69,412
B	100	20	85	7,7	8,5	0,77	7,730	90,941

COBRE								
Ensayo	Volumen lixiviado (ml)	Masa resina (g)	[Cu] t ₀ (mg/L)	[Cu] t ₂₄ (mg/L)	Cu t ₀ (mg)	Cu t ₂₄ (mg)	Cu en la resina (mg)	Cu (%)
A	100	15	134,5	98,8	13,45	9,88	3,570	26,543
B	100	20	134,5	76,1	13,45	7,61	5,840	43,420



FICHA TÉCNICA # 22

ENSAYO: 6

MUESTRA: PCB's pulverizados.

OBJETIVO: Disolver cobre con ácido nítrico.

CONDICIONES (A)			
Porcentaje de sólidos (%)	10	Agitación (RPM)	400
Masa de la muestra (g)	50	Tiempo (horas)	6
Volumen de agua (mL)	450	pH trabajo	1,5
[HNO ₃] (M)	3	Temperatura (°C)	40

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	320		5,97	5000	320		9552,00	83,104
Solución lavado	130		24,3	500	130		1579,50	13,742
Relave		25,64	7,45	1	200	0,1054	362,46	3,154
							11493,96	
Disolución de cobre (%Cu)=96,846								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNA	Blanco	0,02	1	0,02	1	0,23	1
SFA	Solución fuerte	0,71	1	0,70	1	5,97	5000
SLA	Solución lavado	0,38	1	0,23	1	24,30	500
DAA	Disgregación ácida	0,25	1	0,65	1	7,45	1

FICHA TÉCNICA # 23

ENSAYO: 6

MUESTRA: PCB's pulverizados.

OBJETIVO: Disolver cobre con ácido nítrico.

CONDICIONES (B)			
Porcentaje de sólidos (%)	10	Agitación (RPM)	400
Masa de la muestra (g)	50	Tiempo (horas)	2
Volumen de agua (mL)	450	pH trabajo	1,5
[HNO ₃] (M)	3	Temperatura (°C)	40

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	430		20,76	1000	430		8926,80	65,081
Solución lavado	220		33,56	100	220		738,32	5,383
Relave		30,88	6,75	10	200	0,1029	4051,31	29,536
							13716,43	
Disolución de cobre (%Cu)= 70,464								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNB	Blanco	0,02	1	0,02	1	0,23	1
SFB	Solución fuerte	0,63	1	0,15	1	20,76	1000
SLB	Solución lavado	0,13	1	0,04	1	33,56	100
DAB	Disgregación ácida	0,45	1	0,81	1	6,75	10

FICHA TÉCNICA # 24

ENSAYO: 6

MUESTRA: Relave proveniente del ensayo 6 (A).

OBJETIVO: Recuperar oro con tiosulfato de sodio como agente lixivante.

CONDICIONES (C)			
Porcentaje de sólidos (%)	5	[NH ₃] (M)	0,175
Masa de la muestra (g)	20	Agitación (RPM)	700
Volumen de agua (mL)	380	Tiempo (horas)	1
[Na ₂ S ₂ O ₃] (M)	1	pH trabajo	10,5
[CuSO ₄ .5 H ₂ O] (mM)	2	Temperatura (°C)	20

BALANCE METALÚRGICO ORO									
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g							
Solución fuerte	340			3,69	1	340		1,25	13,296
Solución lavado	190			0,26	1	190		0,05	0,524
Relave		18,94	0,02525	6,44	100	10	15	8,13	86,180
								9,44	
Concentración oro (g/ton)= 471,779					Recuperación oro (%Au)= 13,820				

BALANCE METALÚRGICO PLATA									
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g							
Solución fuerte	340			0,86	100	340		29,24	60,127
Solución lavado	190			0,37	10	190		0,70	1,446
Relave		18,94	0,02525	0,74	2000	10	15	18,68	38,427
								48,63	
Concentración plata (g/ton)= 2431,523					Recuperación plata (%Ag)= 61,573				

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	340		5,41	100	340		183,94	54,836
Solución lavado	190		9,77	1	190		1,86	0,553
Relave		18,94	4,14	1	200	0,1048	149,64	44,611
							335,44	
Disolución de cobre (%Cu)= 55,389								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNC	Blanco	1,24	1	0,61	1	13,26	10
SFC	Solución fuerte	3,69	1	0,86	100	5,41	100
SLC	Solución lavado	0,26	1	0,37	10	9,77	1
DACCu	Disgregación ácida	0,02	1	0,58	1	4,14	1
DACAu	Disgregación doré Au	0,03	1	0,03	1	0,33	1
DACAg	Disgregación doré Ag	0,44	50	0,74	2000	0,09	1

FICHA TÉCNICA # 25

ENSAYO: 6

MUESTRA: Relave proveniente del ensayo 6 (B).

OBJETIVO: Recuperar oro con tiosulfato de sodio como agente lixivante.

CONDICIONES (D)			
Porcentaje de sólidos (%)	5	[NH ₃] (M)	0,175
Masa de la muestra (g)	20	Agitación (RPM)	700
Volumen de agua (mL)	380	Tiempo (horas)	1
[Na ₂ S ₂ O ₃] (M)	1	pH trabajo	10,5
		Temperatura (°C)	20

BALANCE METALÚRGICO ORO									
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g							
Solución fuerte	360			1,85	1	360		0,67	6,388
Solución lavado	168			0,44	1	168		0,07	0,709
Relave		19,15	0,01238	4,35	50	10	4,3	9,69	92,903
								10,43	
Concentración oro (g/ton)= 521,313					Recuperación oro (%Au)= 7,097				

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	360		3,60	100	360		129,60	52,406
Solución lavado	168		12,25	1	168		2,06	0,832
Relave		19,15	3,11	1	200	0,1030	115,64	46,762
							247,30	
Disolución de cobre (%Cu)= 53,238								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BND	Blanco	1,16	1	0,34	1	0,28	1
SFD	Solución fuerte	1,85	1	0,77	10	3,60	100
SLD	Solución lavado	0,44	1	0,36	10	12,25	1
DADCu	Disgregación ácida	0,15	1	0,99	1	3,11	1
DADAu	Disgregación doré Au	4,35	50	0,13	1	0,26	1
DADAg	Disgregación doré Ag	0,37	50	0,42	2000	0,07	1

BALANCE METALÚRGICO PLATA									
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g							
Solución fuerte	360			0,77	10	360		2,77	6,796
Solución lavado	168			0,36	10	168		0,60	1,483
Relave		19,15	0,01238	0,42	2000	10	4,3	37,40	91,721
								40,79	
Concentración plata (g/ton)= 2039,305					Recuperación plata (%Ag)= 8,279				

FICHA TÉCNICA # 26

MUESTRA: Solución fuerte proveniente del ensayo 6 (C) y 6 (D).

OBJETIVO: Adsorber oro disuelto en el lixiviado utilizando resina de intercambio iónico.

CONDICIONES	
Volumen de lixiviado (mL)	100
Masa resina (g)	10
Agitación (RPM)	600
Tiempo (horas)	24
pH trabajo	10,5
Temperatura (°C)	20

COBRE								
Ensayo	Volumen lixiviado (ml)	Masa resina (g)	[Cu] t ₀ (mg/L)	[Cu] t ₂₄ (mg/L)	Cu t ₀ (mg)	Cu t ₂₄ (mg)	Cu en la resina (mg)	Cu (%)
E (C)	100	10	541	417,5	54,1	41,75	12,35	22,828
F (D)	100	10	360	265,8	36	26,58	9,42	26,167
G (C)	100	10	541	412,5	54,1	41,25	12,85	23,752

ORO								
Ensayo	Volumen lixiviado (ml)	Masa resina (g)	[Au] t ₀ (mg/L)	[Au] t ₂₄ (mg/L)	Au t ₀ (mg)	Au t ₂₄ (mg)	Au en la resina (mg)	Au (%)
E (C)	100	10	3,69	1,7	0,369	0,17	0,199	53,930
F (D)	100	10	1,85	1,72	0,185	0,172	0,013	7,027
G (C)	100	10	3,69	1,8	0,369	0,18	0,189	51,220

PLATA								
Ensayo	Volumen lixiviado (ml)	Masa resina (g)	[Ag] t ₀ (mg/L)	[Ag] t ₂₄ (mg/L)	Ag t ₀ (mg)	Ag t ₂₄ (mg)	Ag en la resina (mg)	Ag (%)
E (C)	100	10	86	59	8,6	5,9	2,7	31,395
F (D)	100	10	7,7	7,15	0,770	0,715	0,055	7,143
G (C)	100	10	86	41	8,6	4,1	4,5	52,326

FICHA TÉCNICA # 27

ENSAYO: 7

MUESTRA: Resina de intercambio iónico adsorbida con oro.

OBJETIVO: Eluir el oro adsorbido en la resina de intercambio iónico utilizando nitrato de amonio como eluyente.

CONDICIONES (A)			
Resina: solución (g/L)	50	Agitación (RPM)	500
Masa de la resina (g)	5	Tiempo (horas)	24
Volumen de solución (mL)	100	pH trabajo	8
[NH ₄ NO ₃] (M)	2	Temperatura (°C)	20
[Na ₂ SO ₃] (M)	0,1		

BALANCE METALÚRGICO ORO								
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g						
Solución fuerte	68			0,43	5	68	0,15	53,455
Solución lavado	32			0,01	5	32	0,00	0,585
Relave		6,08	0,00094	12,57	1	10	0,13	45,960
							0,27	
Concentración oro (g/ton)= 54,700				Recuperación oro (%Au)= 54,040				

BALANCE METALÚRGICO PLATA								
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g						
Solución fuerte	68			0,48	50	68	1,63	98,047
Solución de lavado	32			0,02	50	32	0,03	1,922
Relave		6,08	0,00094	0,05	1	10	0,00	0,030
							1,66	
Concentración plata (g/ton)= 332,900				Recuperación plata (%Ag)= 99,970				

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	68		2,51	5	68		0,85	20,614
Solución lavado	32		1,32	1	32		0,04	1,020
Relave		6,08	0,27	1	200	0,1012	3,24	78,366
							4,14	
Disolución de cobre (%Cu)= 21,634								

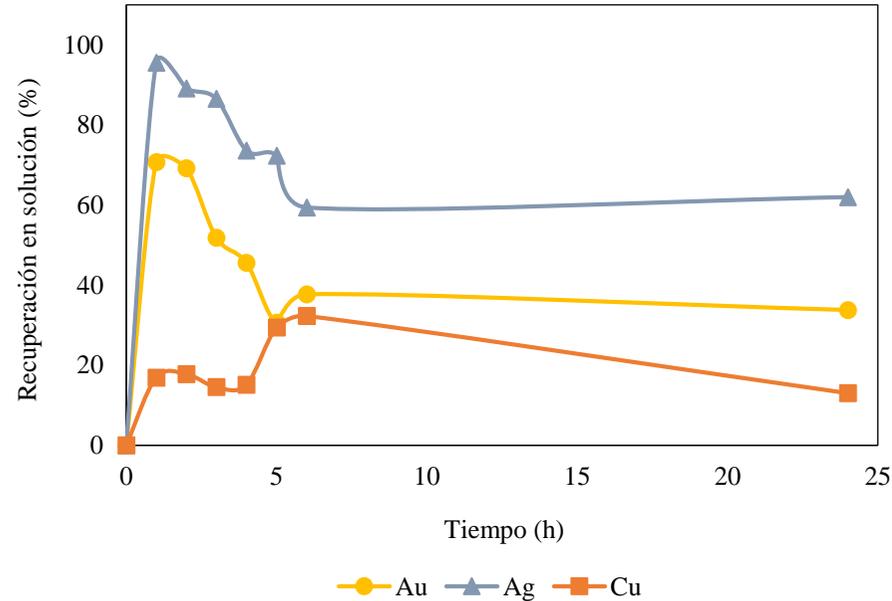
CINÉTICA DE ELUCIÓN									
Tiempo (h)	ORO			PLATA			COBRE		
	[Au] (mg/L)	Au (mg)	Au (%)	[Ag] (mg/L)	Ag (mg)	Ag (%)	[Cu] (mg/L)	Cu (mg)	Cu (%)
0	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00
1	4,5	0,19	70,75	37	1,59	95,58	16,3	0,70	16,93
2	4,4	0,19	69,18	34,5	1,48	89,13	17,15	0,74	17,81
3	3,3	0,14	51,88	33,5	1,44	86,54	14	0,60	14,54
4	2,9	0,12	45,59	28,5	1,23	73,63	14,6	0,63	15,16
5	1,95	0,08	30,66	28	1,20	72,33	28,35	1,22	29,45
6	2,4	0,10	37,73	23	0,99	59,42	31,1	1,34	32,30
24	2,15	0,09	33,80	24	1,03	62,00	12,55	0,54	13,04

FICHA TÉCNICA # 28

ENSAYO: 7

MUESTRA: Resina de intercambio iónico adsorbida con oro.

OBJETIVO: Eluir el oro adsorbido en la resina de intercambio iónico utilizando nitrato de amonio como eluyente.



RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNA	Blanco	0,05	5	0,02	50	0,11	1
SFA	Solución fuerte	0,43	5	0,48	50	2,51	5
SLA	Solución lavado	0,01	5	0,02	50	1,32	1
DAACu	Disgregación ácida	0,38	50	0,01	1	0,27	1
DAAAu	Disgregación doré Au	12,57	1	5,18	1	0,34	1
DAAAg	Disgregación doré Ag	0,09	1	0,05	1	0,40	1

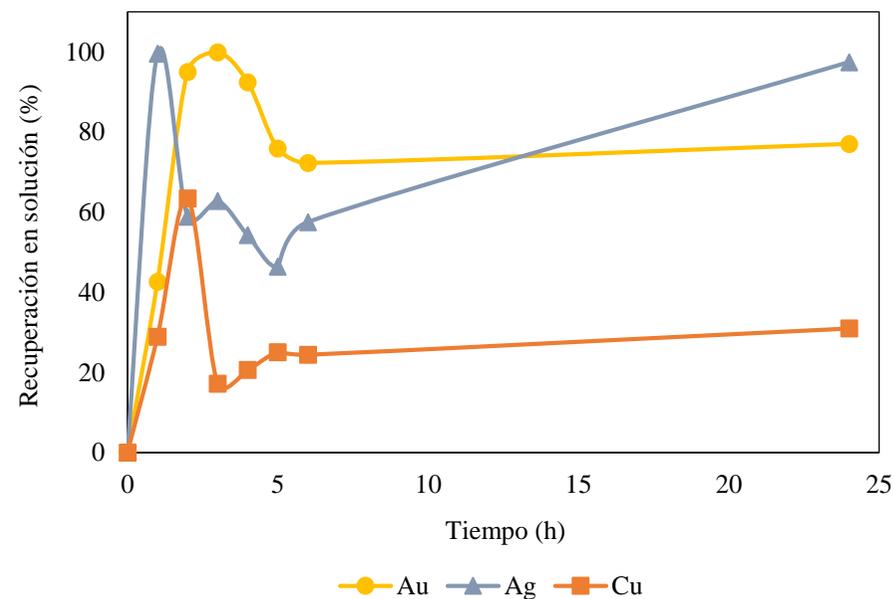
CONDICIONES (B)			
Resina: solución (g/L)	50	Agitación (RPM)	500
Masa de la resina (g)	5	Tiempo (horas)	24
Volumen de solución (mL)	100	pH trabajo	8
[NH ₄ NO ₃] (M)	2	Temperatura (°C)	50
[Na ₂ SO ₃] (M)	0,1		

BALANCE METALÚRGICO ORO								
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g						
Solución fuerte	48			0,65	5	48	0,16	72,524
Solución lavado	26			0,01	5	26	0,00	0,604
Relave		5,82	0,00096	5,78	1	10	0,06	26,871
							0,22	
Concentración oro (g/ton)= 43,020				Recuperación oro (%Au)= 73,129				

BALANCE METALÚRGICO PLATA								
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g						
Solución fuerte	48			1,49	5	48	0,36	91,716
Solución lavado	26			0,12	10	26	0,03	8,002
Relave		5,82	0,00096	0,11	1	10	0,00	0,282
							0,39	
Concentración plata (g/ton)= 77,980				Recuperación plata (%Ag)= 99,718				

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	48		3,17	5	48		0,76	29,188
Solución lavado	26		0,18	5	26		0,02	0,898
Relave		5,82	0,16	1	200	0,1022	1,82	69,914
							2,61	
Disolución de cobre (%Cu)= 30,086								

CINÉTICA DE ELUCIÓN									
Tiempo (h)	ORO			PLATA			COBRE		
	[Au] (mg/L)	Au (mg)	Au (%)	[Ag] (mg/L)	Ag (mg)	Ag (%)	[Cu] (mg/L)	Cu (mg)	Cu (%)
0	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00
1	1,8	0,09	42,68	8,3	0,42	99,57	14,8	0,75	28,96
2	4,85	0,25	94,99	4,5	0,23	58,86	32,45	1,65	63,49
3	5,9	0,30	99,89	4,8	0,24	62,79	8,8	0,45	17,22
4	3,9	0,20	92,47	4,15	0,21	54,28	10,55	0,54	20,64
5	3,2	0,16	75,87	3,55	0,18	46,43	12,8	0,65	25,04
6	3,05	0,16	72,32	4,4	0,22	57,55	12,5	0,64	24,46
24	3,25	0,17	77,06	7,45	0,38	97,45	15,85	0,81	31,01



RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNB	Blanco	0,05	5	0,02	50	0,11	1
SFB	Solución fuerte	0,65	5	1,49	5	3,17	5
SLB	Solución lavado	0,01	5	0,12	10	0,18	5
DABCu	Disgregación ácida	0,20	50	0,01	1	0,16	1
DABAu	Disgregación doré Au	5,78	1	0,20	1	0,35	1
DABAg	Disgregación doré Ag	0,01	1	0,11	1	0,32	1

FICHA TÉCNICA # 29

ENSAYO: 7

MUESTRA: Resina de intercambio iónico adsorbida con oro.

OBJETIVO: Eluir el oro adsorbido en la resina de intercambio iónico utilizando tiocianato de potasio como eluyente.

CONDICIONES (C)			
Resina: solución (g/L)	50	Agitación (RPM)	500
Masa de la resina (g)	5	Tiempo (horas)	24
Volumen de solución (mL)	100	pH trabajo	12
[KSCN] (g/L)	100	Temperatura (°C)	20

BALANCE METALÚRGICO ORO								
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g						
Solución fuerte	62			0,2	10	62	0,12	97,730
Solución lavado	46			0,03	1	46	0,00	1,088
Relave		4,49	0,00046	0,15	1	10	0,00	1,182
							0,13	
Concentración oro (g/ton)= 25,376				Recuperación oro (%Au)= 98,818				

BALANCE METALÚRGICO PLATA								
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g						
Solución fuerte	62			0,99	1	62	0,06	97,583
Solución lavado	46			0,02	1	46	0,00	1,463
Relave		4,49	0,00046	0,06	1	10	0,00	0,954
							0,06	
Concentración plata (g/ton)= 12,580				Recuperación plata (%Ag)= 99,046				

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	62		0,14	10	62		0,09	14,505
Solución lavado	46		0,02	1	46		0,00	0,154
Relave		4,49	0,06	1	200	0,1055	0,51	85,342
							0,60	
Disolución de cobre (%Cu)= 14,658								

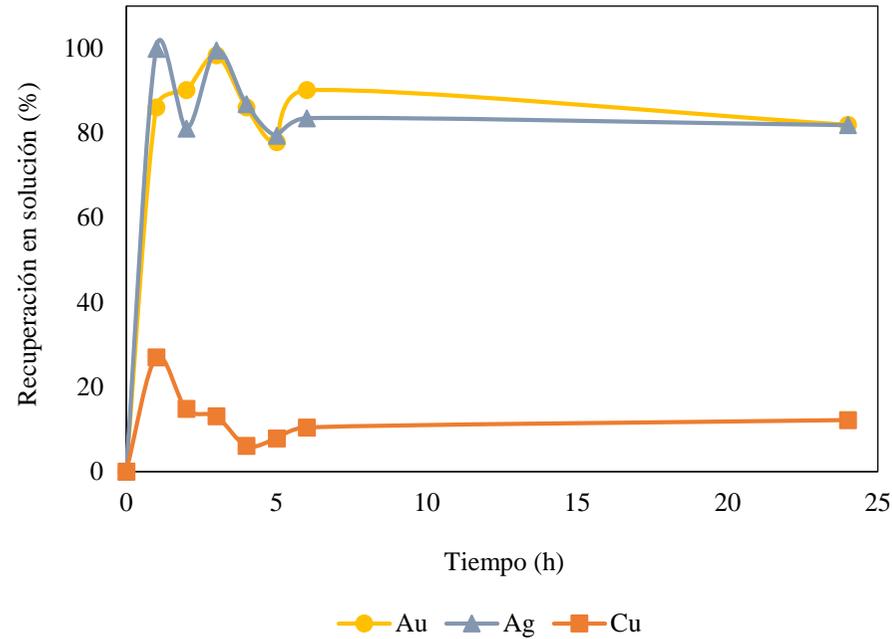
CINÉTICA DE ELUCIÓN									
Tiempo (h)	ORO			PLATA			COBRE		
	[Au] (mg/L)	Au (mg)	Au (%)	[Ag] (mg/L)	Ag (mg)	Ag (%)	[Cu] (mg/L)	Cu (mg)	Cu (%)
0	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00
1	2,1	0,11	86,07	1,78	0,09	99,92	3,1	0,16	26,94
2	2,2	0,11	90,16	0,98	0,05	81,02	1,7	0,09	14,77
3	2,4	0,12	98,36	1,49	0,08	99,51	1,5	0,08	13,03
4	2,1	0,11	86,07	1,05	0,05	86,80	0,7	0,04	6,08
5	1,9	0,10	77,87	0,96	0,05	79,36	0,9	0,05	7,82
6	2,2	0,11	90,16	1,01	0,05	83,50	1,2	0,06	10,43
24	2	0,10	81,97	0,99	0,05	81,84	1,4	0,07	12,17

FICHA TÉCNICA # 30

ENSAYO: 7

MUESTRA: Resina de intercambio iónico adsorbida con oro.

OBJETIVO: Eluir el oro adsorbido en la resina de intercambio iónico utilizando tiocianato de potasio como eluyente.



CONDICIONES (D)			
Resina: solución (g/L)	50	Agitación (RPM)	500
Masa de la resina (g)	5	Tiempo (horas)	24
Volumen de solución (mL)	100	pH trabajo	12
[KSCN] (g/L)	100	Temperatura (°C)	50

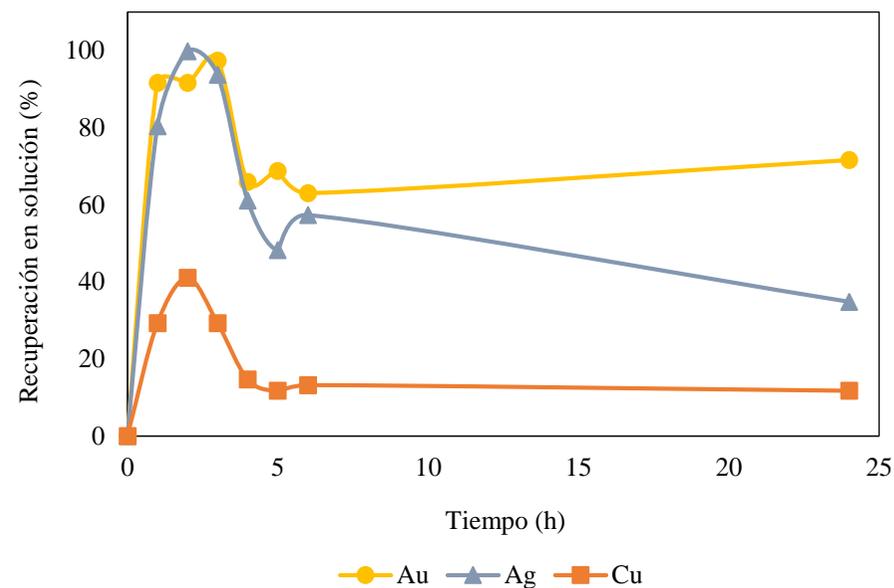
BALANCE METALÚRGICO ORO								
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g						
Solución fuerte	56			0,25	10	56	0,14	89,115
Solución lavado	30			0,07	1	30	0,00	1,337
Relave		2,3	0,00105	1,5	1	10	0,02	9,548
							0,16	
Concentración oro (g/ton)= 31,420				Recuperación oro (%Au)= 90,452				

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNC	Blanco	0,11	10	1,07	1	0,05	10
SFC	Solución fuerte	0,2	10	0,99	1	0,14	10
SLC	Solución lavado	0,03	1	0,02	1	0,02	1
DACCu	Disgregación ácida	0,06	1	0,09	1	0,06	1
DACAu	Disgregación doré Au	0,15	1	1,82	1	0,35	1
DACAg	Disgregación doré Ag	0,33	50	0,06	1	0,32	1

BALANCE METALÚRGICO PLATA								
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g						
Solución fuerte	56			1,3	1	56	0,07	97,456
Solución lavado	30			0,03	1	30	0,00	1,205
Relave		2,3	0,00105	0,1	1	10	0,00	1,339
							0,07	
Concentración plata (g/ton)= 14,940				Recuperación plata (%Ag)= 98,661				

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	56		0,08	10	56		0,04	14,592
Solución lavado	30		0,02	1	30		0,00	0,195
Relave		2,3	0,06	1	200	0,1055	0,26	85,212
							0,31	
Disolución de cobre (%Cu)= 14,788								

CINÉTICA DE ELUCIÓN									
Tiempo (h)	ORO			PLATA			COBRE		
	[Au] (mg/L)	Au (mg)	Au (%)	[Ag] (mg/L)	Ag (mg)	Ag (%)	[Cu] (mg/L)	Cu (mg)	Cu (%)
0	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00
1	3,2	0,14	91,66	3	0,06	80,32	2	0,09	29,31
2	3,2	0,14	91,66	5	0,10	99,82	2,8	0,13	41,04
3	3,4	0,15	97,39	3,5	0,07	93,71	2	0,09	29,31
4	2,3	0,10	65,88	2,28	0,05	61,04	1	0,05	14,66
5	2,4	0,11	68,75	1,8	0,04	48,19	0,8	0,04	11,73
6	2,2	0,10	63,02	2,14	0,04	57,30	0,9	0,04	13,19
24	2,5	0,11	71,61	1,3	0,03	34,81	0,8	0,04	11,73



RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BND	Blanco	0,11	10	1,07	1	0,05	10
SFD	Solución fuerte	0,25	10	1,3	1	0,08	10
SLD	Solución lavado	0,07	1	0,03	1	0,02	1
DADCu	Disgregación ácida	0,04	1	0,08	1	0,06	1
DADAu	Disgregación doré Au	1,5	1	0,22	1	0,35	1
DADAg	Disgregación doré Ag	0,29	50	0,1	1	0,32	1

FICHA TÉCNICA # 31

ENSAYO: 7

MUESTRA: Resina de intercambio iónico adsorbida con oro.

OBJETIVO: Eluir el oro adsorbido en la resina de intercambio iónico utilizando sulfato de sodio como eluyente.

CONDICIONES (E)			
Resina: solución (g/L)	50	Agitación (RPM)	500
Masa de la resina (g)	5	Tiempo (horas)	24
Volumen de solución (mL)	100	pH trabajo	11
[Na ₂ SO ₄] (M)	2	Temperatura (°C)	20
[NH ₃] (M)	1		

BALANCE METALÚRGICO COBRE									
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)	
	ml	g							
Solución fuerte	60		0,2	10	60		0,12	4,978	
Solución lavado	36		0,02	1	36		0,00	0,030	
Relave		10,98	0,11	1	200	0,1055	2,29	94,992	
							2,41		
Disolución de cobre (%Cu)= 5,008									

BALANCE METALÚRGICO ORO								
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g						
Solución fuerte	60			0,26	10	60	0,16	42,572
Solución lavado	36			0,04	1	36	0,00	0,393
Relave		10,98	0,00130	20,9	1	10	0,21	57,035
							0,37	
Concentración oro (g/ton)= 73,288				Recuperación oro (%Au)= 42,965				

CINÉTICA DE ELUCIÓN									
Tiempo (h)	ORO			PLATA			COBRE		
	[Au] (mg/L)	Au (mg)	Au (%)	[Ag] (mg/L)	Ag (mg)	Ag (%)	[Cu] (mg/L)	Cu (mg)	Cu (%)
0	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00
1	3,6	0,22	58,95	1,5	0,09	55,38	41,2	2,47	99,22
2	3,9	0,23	63,86	1,5	0,09	55,38	34,9	2,09	86,87
3	3,7	0,22	60,58	1,5	0,09	55,38	26,6	1,60	66,21
4	3,7	0,22	60,58	1,5	0,09	55,38	15,6	0,94	38,83
5	2,6	0,16	42,57	1	0,06	36,92	7,2	0,43	17,92
6	2,5	0,15	40,93	1,5	0,09	55,38	5,8	0,35	14,44
24	2,6	0,16	42,57	1	0,06	36,92	2	0,12	4,98

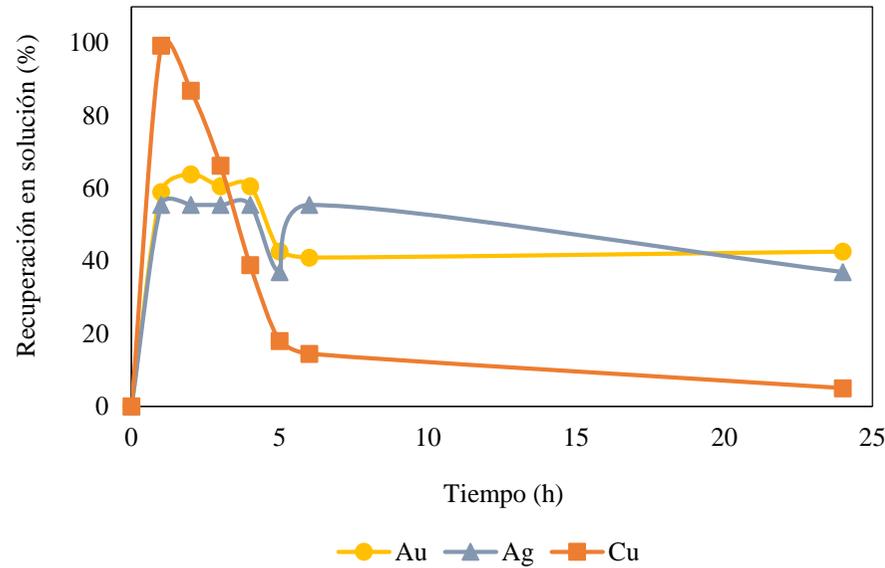
BALANCE METALÚRGICO PLATA								
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g						
Solución fuerte	60			0,02	50	60	0,06	36,919
Solución lavado	36			0,07	1	36	0,00	1,551
Relave		10,98	0,00130	0,2	50	10	0,10	61,531
							0,16	
Concentración plata (g/ton)= 32,504				Recuperación plata (%Ag)= 38,469				

FICHA TÉCNICA # 32

ENSAYO: 7

MUESTRA: Resina de intercambio iónico adsorbida con oro.

OBJETIVO: Eluir el oro adsorbido en la resina de intercambio iónico utilizando sulfato de sodio como eluyente.



RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNE	Blanco	0,33	10	0,10	10	0,03	10
SFE	Solución fuerte	0,26	10	0,02	50	0,20	10
SLE	Solución lavado	0,04	1	0,07	1	0,02	1
DAECu	Disgregación ácida	0,06	1	0,15	1	0,11	1
DAEAu	Disgregación doré Au	20,90	1	0,05	1	0,25	1
DAEAg	Disgregación doré Ag	1,07	50	0,20	50	0,22	1

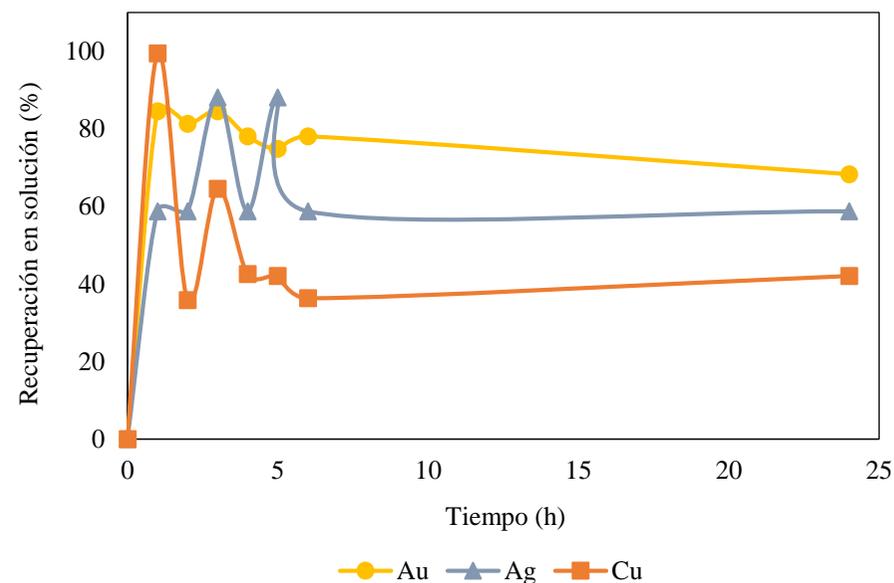
CONDICIONES (F)			
Resina: solución (g/L)	50	Agitación (RPM)	500
Masa de la resina (g)	5	Tiempo (horas)	24
Volumen de solución (mL)	100	pH trabajo	11
[Na ₂ SO ₄] (M)	2	Temperatura (°C)	50
[NH ₃] (M)	1		

BALANCE METALÚRGICO ORO								
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g						
Solución fuerte	72			0,21	10	72	0,15	70,241
Solución lavado	44			0,04	1	44	0,00	0,818
Relave		6,25	0,00092	6,23	1	10	0,06	28,942
							0,22	
Concentración oro (g/ton)= 43,052				Recuperación oro (%Au)= 71,058				

BALANCE METALÚRGICO PLATA								
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g						
Solución fuerte	72			0,02	50	72	0,07	60,403
Solución de lavado	44			0,05	1	44	0,00	1,846
Relave		6,25	0,00092	0,09	50	10	0,05	37,752
							0,12	
Concentración plata (g/ton)= 23,840				Recuperación plata (%Ag)= 62,248				

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	72		0,88	10	72		0,63	43,283
Solución lavado	44		0,02	1	44		0,00	0,060
Relave		6,25	0,07	1	200	0,1055	0,83	56,657
							1,46	
Disolución de cobre (%Cu)= 43,343								

CINÉTICA DE ELUCIÓN									
Tiempo (h)	ORO			PLATA			COBRE		
	[Au] (mg/L)	Au (mg)	Au (%)	[Ag] (mg/L)	Ag (mg)	Ag (%)	[Cu] (mg/L)	Cu (mg)	Cu (%)
0	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00
1	2,6	0,18	84,55	1	0,07	58,72	21	1,47	99,42
2	2,5	0,18	81,30	1	0,07	58,72	7,5	0,53	35,86
3	2,6	0,18	84,55	1,5	0,11	88,09	13,5	0,95	64,56
4	2,4	0,17	78,05	1	0,07	58,72	8,9	0,62	42,56
5	2,3	0,16	74,79	1,5	0,11	88,09	8,8	0,62	42,08
6	2,4	0,17	78,05	1	0,07	58,72	7,6	0,53	36,34
24	2,1	0,15	68,29	1	0,07	58,72	8,8	0,62	42,08



RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNF	Blanco	0,33	10	0,10	10	0,03	10
SFF	Solución fuerte	0,21	10	0,02	50	0,88	10
SLF	Solución lavado	0,04	1	0,05	1	0,02	1
DAFCu	Disgregación ácida	0,06	1	0,07	1	0,07	1
DAFAu	Disgregación doré Au	6,23	1	0,16	1	0,20	1
DAFAG	Disgregación doré Ag	0,06	50	0,09	50	0,17	1

FICHA TÉCNICA # 33

ENSAYO: 7

MUESTRA: Resina de intercambio iónico adsorbida con oro.

OBJETIVO: Eluir el oro adsorbido en la resina de intercambio iónico utilizando cloruro de sodio como eluyente.

CONDICIONES (G)			
Resina: solución (g/L)	50	Agitación (RPM)	500
Masa de la resina (g)	5	Tiempo (horas)	24
Volumen de solución (mL)	100	pH trabajo	11
[NaCl] (M)	2	Temperatura (°C)	20
[Na ₂ SO ₃] (M)	0,1		

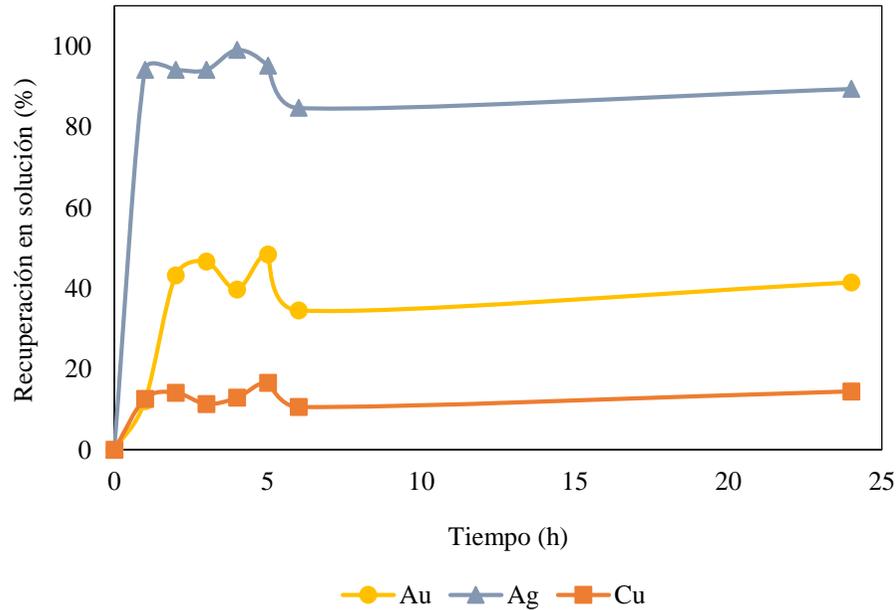
BALANCE METALÚRGICO ORO								
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g						
Solución fuerte	66			0,24	5	66	0,08	45,622
Solución lavado	28			0,01	5	28	0,00	0,806
Relave		4,79	0,00072	9,3	1	10	0,09	53,571
							0,17	
Concentración oro (g/ton)= 34,720				Recuperación oro (%Au)= 46,429				

BALANCE METALÚRGICO PLATA								
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g						
Solución fuerte	66			0,38	50	66	1,25	98,368
Solución lavado	28			0,07	10	28	0,02	1,537
Relave		4,79	0,00072	0,12	1	10	0,00	0,094
							1,27	
Concentración plata (g/ton)= 254,960				Recuperación plata (%Ag)= 99,906				

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	66		2,33	5	66		0,77	15,912
Solución lavado	28		0,12	5	28		0,02	0,348
Relave		4,79	0,43	1	200	0,1018	4,05	83,741
							4,83	
Disolución de cobre (%Cu)= 16,259								

CINÉTICA DE ELUCIÓN									
Tiempo (h)	ORO			PLATA			COBRE		
	[Au] (mg/L)	Au (mg)	Au (%)	[Ag] (mg/L)	Ag (mg)	Ag (%)	[Cu] (mg/L)	Cu (mg)	Cu (%)
0	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00
1	0,35	0,02	12,10	20	1,20	94,13	10,15	0,61	12,60
2	1,25	0,08	43,20	20	1,20	94,13	11,4	0,68	14,15
3	1,35	0,08	46,66	20	1,20	94,13	9,15	0,55	11,36
4	1,15	0,07	39,75	27	1,62	99,08	10,4	0,62	12,91
5	1,4	0,08	48,39	21,5	1,29	95,19	13,4	0,80	16,64
6	1	0,06	34,56	18	1,08	84,72	8,55	0,51	10,62
24	1,2	0,07	41,47	19	1,14	89,43	11,65	0,70	14,47

FICHA TÉCNICA # 34



RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNG	Blanco	1,14	5	0,04	5	0,10	1
SFG	Solución fuerte	0,24	5	0,38	50	2,33	5
SLG	Solución lavado	0,01	5	0,07	10	0,12	5
DAGCu	Disgregación ácida	0,05	1	0,09	1	0,43	1
DAGAu	Disgregación doré Au	9,3	1	0,16	1	0,05	1
DAGAg	Disgregación doré Ag	0,20	10	0,12	1	0,08	1

ENSAYO: 7

MUESTRA: Resina de intercambio iónico adsorbida con oro.

OBJETIVO: Eluir el oro adsorbido en la resina de intercambio iónico utilizando cloruro de sodio como eluyente.

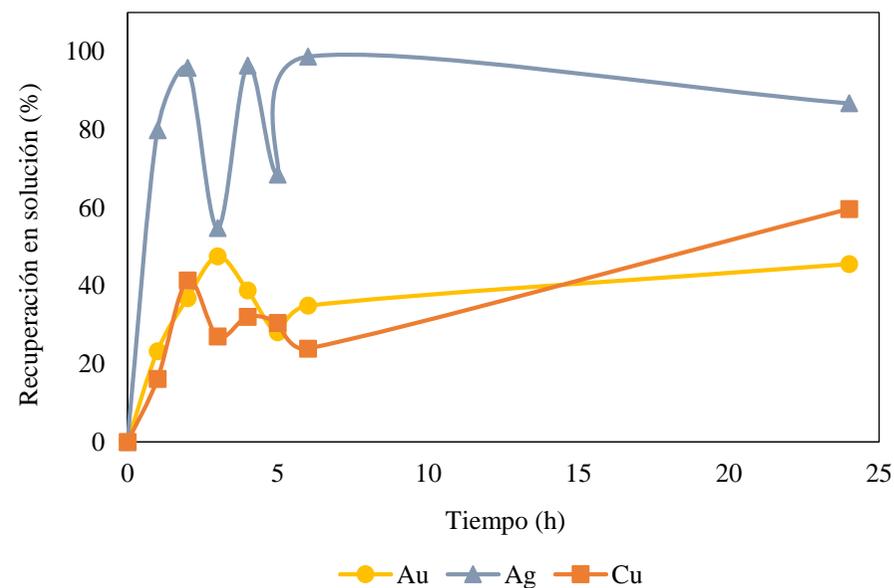
CONDICIONES (H)			
Resina: solución (g/L)	50	Agitación (RPM)	500
Masa de la resina (g)	5	Tiempo (horas)	24
Volumen de solución (mL)	100	pH trabajo	11
[NaCl] (M)	2	Temperatura (°C)	50
[Na ₂ SO ₃] (M)	0,1		

BALANCE METALÚRGICO ORO								
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g						
Solución fuerte	52			0,47	5	52	0,12	47,438
Solución lavado	24			0,02	5	24	0,00	0,932
Relave		4,75	0,00093	13,3	1	10	0,13	51,630
							0,26	
Concentración oro (g/ton)= 51,520				Recuperación oro (%Au)= 48,370				

BALANCE METALÚRGICO PLATA								
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g						
Solución fuerte	52			0,38	50	52	0,99	98,045
Solución lavado	24			0,08	10	24	0,02	1,905
Relave		4,75	0,00093	0,05	1	10	0,00	0,050
							1,01	
Concentración plata (g/ton)= 201,540				Recuperación plata (%Ag)= 99,950				

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	52		8,5	5	52		2,21	62,058
Solución lavado	24		0,02	1	24		0,00	0,013
Relave		4,75	0,15	1	200	0,1055	1,35	37,929
							3,56	
Disolución de cobre (%Cu)= 62,071								

CINÉTICA DE ELUCIÓN									
Tiempo (h)	ORO			PLATA			COBRE		
	[Au] (mg/L)	Au (mg)	Au (%)	[Ag] (mg/L)	Ag (mg)	Ag (%)	[Cu] (mg/L)	Cu (mg)	Cu (%)
0	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00
1	1,2	0,06	23,29	17,5	0,81	79,88	11,5	0,58	16,15
2	1,9	0,10	36,88	21	0,97	95,86	29,45	1,47	41,35
3	2,45	0,12	47,55	12	0,55	54,78	19,25	0,96	27,03
4	2	0,10	38,82	22	1,01	96,43	22,85	1,14	32,08
5	1,45	0,07	28,14	15	0,69	68,47	21,75	1,09	30,54
6	1,8	0,09	34,94	26	1,20	98,69	17,05	0,85	23,94
24	2,35	0,12	45,61	19	0,87	86,73	42,5	2,13	59,67



RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNH	Blanco	1,14	5	0,04	5	0,10	1
SFH	Solución fuerte	0,47	5	0,38	50	8,5	5
SLH	Solución lavado	0,02	5	0,08	10	0,02	1
DAHCu	Disgregación ácida	0,03	1	0,08	1	0,15	1
DAHAu	Disgregación doré Au	13,30	1	5,97	1	0,05	1
DAHAg	Disgregación doré Ag	0,35	50	0,05	1	0,04	1

FICHA TÉCNICA # 35

ENSAYO: 8

MUESTRA: Solución fuerte proveniente de los ensayos de elución 7 (A) y 7 (B).

OBJETIVO: Recuperar oro mediante electrowinning.

CONDICIONES (A)	
Volumen de solución (mL)	100
Voltaje (V)	1,5
Tiempo (horas)	1
pH trabajo	10,5
Temperatura (°C)	20
NH ₃ (mL)	1

ORO						
Precipitado (g)	[Au] to (mg/L)	[Au] t ₁ (mg/L)	Au to (mg)	Au t ₁ (mg)	Au cátodo (mg)	Au (%)
0,20	1,35	0,74	0,135	0,074	0,061	45,185

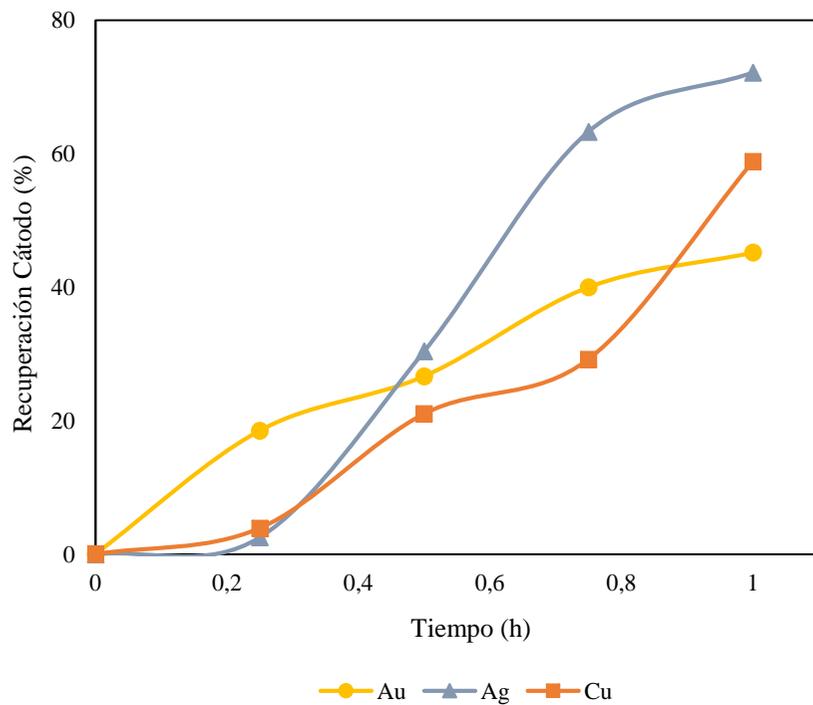
CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH*	[Au] (mg/L)	Au (mg)	Au en el cátodo (mg)	Au (%)
0	8,23	1,35	0,135	0	0,000
0,25	8,86	1,1	0,11	0,025	18,519
0,50	9,40	0,99	0,099	0,036	26,667
0,75	9,38	0,81	0,081	0,054	40,000
1	9,27	0,74	0,074	0,061	45,185
* Se estabilizó con NH ₃					

PLATA						
Precipitado (g)	[Ag] to (mg/L)	[Ag] t ₁ (mg/L)	Ag to (mg)	Ag t ₁ (mg)	Ag cátodo (mg)	Ag (%)
0,20	7,9	2,2	0,79	0,22	0,57	72,152

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH*	[Ag] (mg/L)	Ag (mg)	Ag en el cátodo (mg)	Ag (%)
0	8,23	7,9	0,79	0	0,000
0,25	8,86	7,7	0,77	0,02	2,532
0,50	9,40	5,5	0,55	0,24	30,380
0,75	9,38	2,9	0,29	0,5	63,291
1	9,27	2,2	0,22	0,57	72,152
* Se estabilizó con NH ₃					

COBRE						
Precipitado (g)	[Cu] to (mg/L)	[Cu] t ₁ (mg/L)	Cu to (mg)	Cu t ₁ (mg)	Cu cátodo (mg)	Cu (%)
0,20	7,7	3,17	0,77	0,317	0,453	58,831

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH*	[Cu] (mg/L)	Cu (mg)	Cu en el cátodo (mg)	Cu (%)
0	8,23	7,7	0,77	0	0,000
0,25	8,86	7,4	0,74	0,03	3,896
0,50	9,40	6,08	0,608	0,162	21,039
0,75	9,38	5,45	0,545	0,225	29,221
1	9,27	3,17	0,317	0,453	58,831
* Se estabilizó con NH ₃					



FICHA TÉCNICA # 36

ENSAYO: 8

MUESTRA: Solución fuerte proveniente de los ensayos de elución 7 (C) y 7 (D).

OBJETIVO: Recuperar oro mediante electrowinning.

CONDICIONES (B)	
Volumen de solución (mL)	100
Voltaje (V)	1,5
Tiempo (horas)	1
pH trabajo	12
Temperatura (°C)	20
Na ₂ SO ₃ (M)	0,1

ORO						
Precipitado (g)	[Au] t ₀ (mg/L)	[Au] t ₁ (mg/L)	Au t ₀ (mg)	Au t ₁ (mg)	Au cátodo (mg)	Au (%)
0,83	1,39	1,28	0,139	0,128	0,011	7,914

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH*	[Au] (mg/L)	Au (mg)	Au en el cátodo (mg)	Au (%)
0	12,40	1,39	0,139	0	0,000
0,25	12,63	1,17	0,117	0,022	15,827
0,50	12,9	1,08	0,108	0,031	22,302
0,75	12,8	1,23	0,123	0,016	11,511
1	12,8	1,28	0,128	0,011	7,914

* Se estabilizó con Na₂SO₃

PLATA						
Precipitado (g)	[Ag] t ₀ (mg/L)	[Ag] t ₁ (mg/L)	Ag t ₀ (mg)	Ag t ₁ (mg)	Ag cátodo (mg)	Ag (%)
0,83	0,26	0,08	0,026	0,008	0,018	69,231

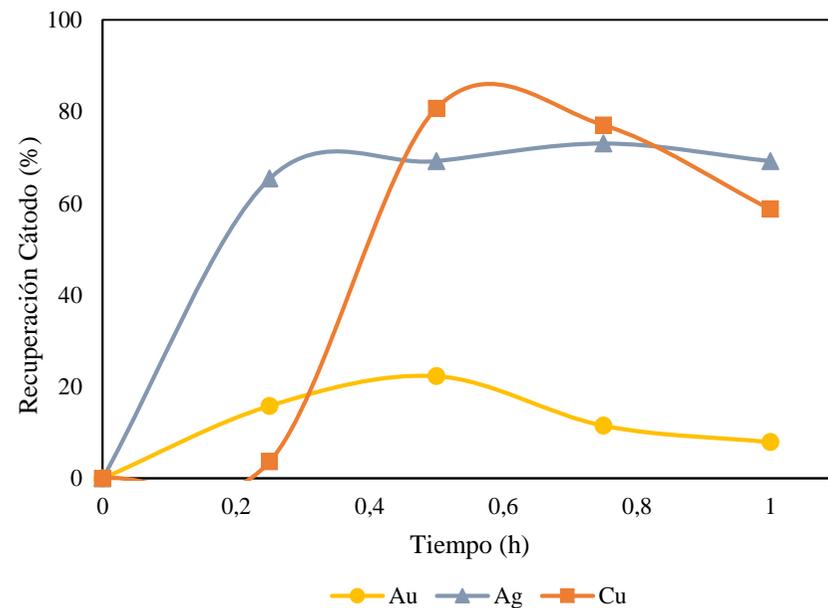
CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH*	[Ag] (mg/L)	Ag (mg)	Ag en el cátodo (mg)	Ag (%)
0	12,40	0,26	0,026	0	0,000
0,25	12,63	0,09	0,009	0,017	65,385
0,50	12,9	0,08	0,008	0,018	69,231
0,75	12,8	0,07	0,007	0,019	73,077
1	12,8	0,08	0,008	0,018	69,231

* Se estabilizó con Na₂SO₃

COBRE						
Precipitado (g)	[Cu] t ₀ (mg/L)	[Cu] t ₁ (mg/L)	Cu t ₀ (mg)	Cu t ₁ (mg)	Cu cátodo (mg)	Cu (%)
0,83	1,09	0,45	0,109	0,045	0,064	58,716

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH*	[Cu] (mg/L)	Cu (mg)	Cu en el cátodo (mg)	Cu (%)
0	12,40	1,09	0,109	0	0,000
0,25	12,63	1,05	0,105	0,004	3,670
0,50	12,9	0,21	0,021	0,088	80,734
0,75	12,8	0,25	0,025	0,084	77,064
1	12,8	0,45	0,045	0,064	58,716

* Se estabilizó con Na₂SO₃



FICHA TÉCNICA # 37

ENSAYO: 8

MUESTRA: Solución fuerte proveniente de los ensayos de elución 7 (E) y 7 (F).

OBJETIVO: Recuperar oro mediante electrowinning.

CONDICIONES (C)	
Volumen de solución (mL)	100
Voltaje (V)	1,5
Tiempo (horas)	1
pH trabajo	12
Temperatura (°C)	20
Na ₂ SO ₃ (M)	0,1

ORO						
Precipitado (g)	[Au] to (mg/L)	[Au] t ₁ (mg/L)	Au to (mg)	Au t ₁ (mg)	Au cátodo (mg)	Au (%)
0,90	1,29	1,22	0,129	0,122	0,007	5,426

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH*	[Au] (mg/L)	Au (mg)	Au en el cátodo (mg)	Au (%)
0	11,35	1,29	0,129	0	0,000
0,25	11,30	1,25	0,125	0,004	3,101
0,50	12,3	1,27	0,127	0,002	1,550
0,75	12,4	1,23	0,123	0,006	4,651
1	12,4	1,22	0,122	0,007	5,426

* Se estabilizó con Na₂SO₃

PLATA						
Precipitado (g)	[Ag] to (mg/L)	[Ag] t ₁ (mg/L)	Ag to (mg)	Ag t ₁ (mg)	Ag cátodo (mg)	Ag (%)
0,90	0,25	0,21	0,025	0,021	0,004	16,000

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH*	[Ag] (mg/L)	Ag (mg)	Ag en el cátodo (mg)	Ag (%)
0	11,35	0,25	0,025	0	0,000
0,25	11,30	0,24	0,024	0,001	4,000
0,50	12,3	0,22	0,022	0,003	12,000
0,75	12,4	0,2	0,02	0,005	20,000
1	12,4	0,21	0,021	0,004	16,000

* Se estabilizó con Na₂SO₃

COBRE						
Precipitado (g)	[Cu] to (mg/L)	[Cu] t ₁ (mg/L)	Cu to (mg)	Cu t ₁ (mg)	Cu cátodo (mg)	Cu (%)
0,90	4,98	0,22	0,498	0,022	0,476	95,582

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH*	[Cu] (mg/L)	Cu (mg)	Cu en el cátodo (mg)	Cu (%)
0	11,35	4,98	0,498	0	0,000
0,25	11,30	0,34	0,034	0,464	93,173
0,50	12,3	0,24	0,024	0,474	95,181
0,75	12,4	0,2	0,02	0,478	95,984
1	12,4	0,22	0,022	0,476	95,582

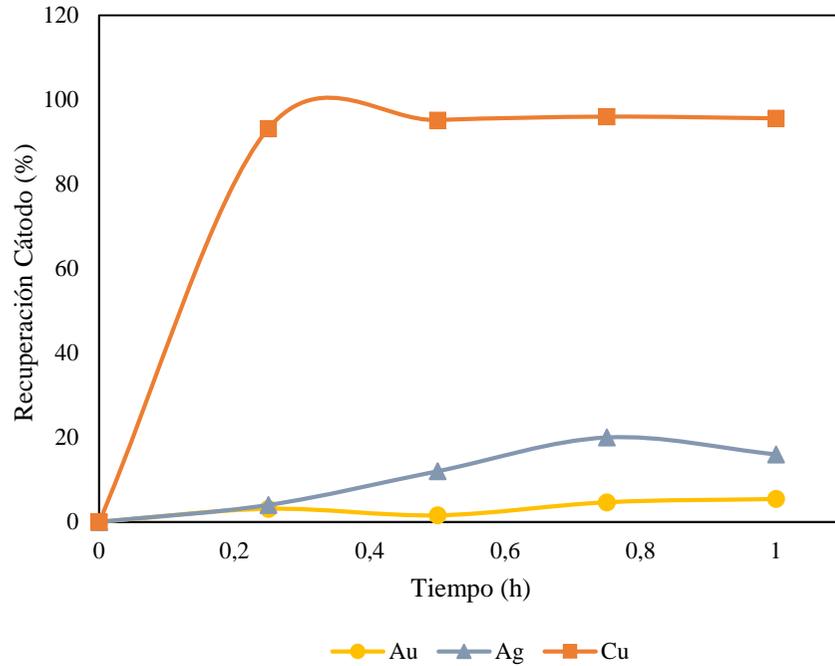
* Se estabilizó con Na₂SO₃

FICHA TÉCNICA # 38

ENSAYO: 8

MUESTRA: Solución fuerte proveniente de los ensayos de elución 7 (G) y 7 (H).

OBJETIVO: Recuperar oro mediante electrowinning.



CONDICIONES (D)	
Volumen de solución (mL)	100
Voltaje (V)	1,5
Tiempo (horas)	1
pH trabajo	10,5
Temperatura (°C)	20
NH ₃ (mL)	1

ORO						
Precipitado (g)	[Au] t ₀ (mg/L)	[Au] t ₁ (mg/L)	Au t ₀ (mg)	Au t ₁ (mg)	Au cátodo (mg)	Au (%)
0,31	2,13	0,72	0,213	0,072	0,141	66,197

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH*	[Au] (mg/L)	Au (mg)	Au en el cátodo (mg)	Au (%)
0	8,34	2,13	0,213	0	0,000
0,25	10,5	1,3	0,13	0,083	38,967
0,50	9,92	1,25	0,125	0,088	41,315
0,75	10,15	1,15	0,115	0,098	46,009
1	10,30	0,72	0,072	0,141	66,197

* Se estabilizó con NH₃

PLATA						
Precipitado (g)	[Ag] t ₀ (mg/L)	[Ag] t ₁ (mg/L)	Ag t ₀ (mg)	Ag t ₁ (mg)	Ag cátodo (mg)	Ag (%)
0,31	9,9	0,21	0,990	0,021	0,969	97,879

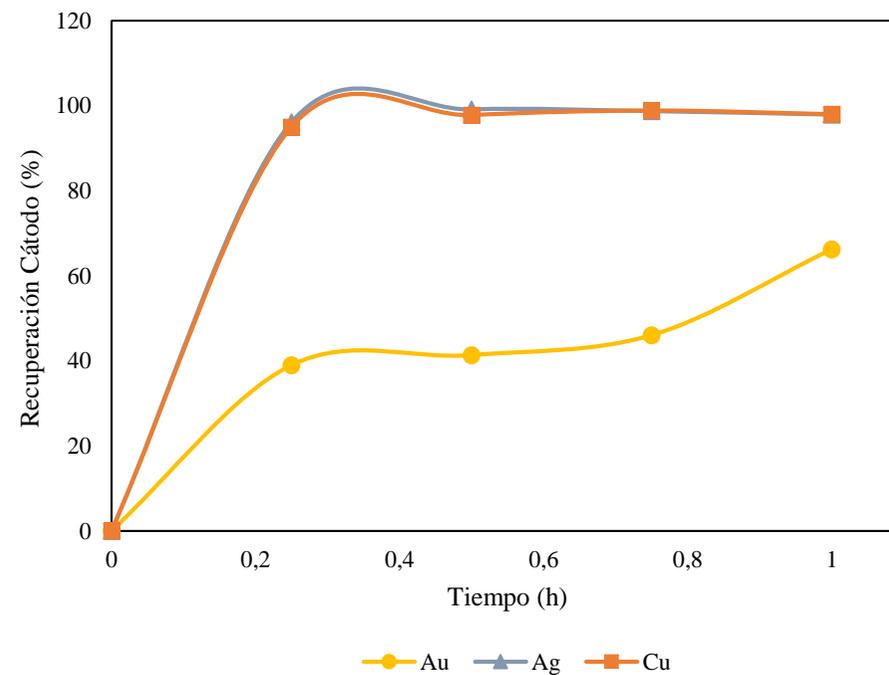
CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH*	[Ag] (mg/L)	Ag (mg)	Ag en el cátodo (mg)	Ag (%)
0	8,34	9,9	0,99	0	0,000
0,25	10,5	0,39	0,039	0,951	96,061
0,50	9,92	0,09	0,009	0,981	99,091
0,75	10,15	0,13	0,013	0,977	98,687
1	10,30	0,21	0,021	0,969	97,879

* Se estabilizó con NH₃

COBRE						
Precipitado (g)	[Cu] t ₀ (mg/L)	[Cu] t ₁ (mg/L)	Cu t ₀ (mg)	Cu t ₁ (mg)	Cu cátodo (mg)	Cu (%)
0,31	10,3	0,21	1,030	0,021	1,009	97,961

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH*	[Cu] (mg/L)	Cu (mg)	Cu en el cátodo (mg)	Cu (%)
0	8,34	10,3	1,03	0	0,000
0,25	10,5	0,52	0,052	0,978	94,951
0,50	9,92	0,23	0,023	1,007	97,767
0,75	10,15	0,12	0,012	1,018	98,835
1	10,30	0,21	0,021	1,009	97,961

* Se estabilizó con NH₃



FICHA TÉCNICA # 39

ENSAYO: 8

MUESTRA: Solución fuerte proveniente del ensayo 3 (D).

OBJETIVO: Recuperar oro mediante electrowinning.

CONDICIONES (E)	
Volumen de solución (mL)	100
Voltaje (V)	1,5
Tiempo (horas)	1
pH trabajo	10,5
Temperatura (°C)	20
NH ₃ (mL)	1

ORO						
Precipitado (g)	[Au] to (mg/L)	[Au] t ₁ (mg/L)	Au to (mg)	Au t ₁ (mg)	Au cátodo (mg)	Au (%)
0,27	5,79	0,75	0,579	0,075	0,504	87,047

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH*	[Au] (mg/L)	Au (mg)	Au en el cátodo (mg)	Au (%)
0	9,38	5,79	0,579	0	0,000
0,25	10,05	0,78	0,078	0,501	86,528
0,50	10,07	0,79	0,079	0,5	86,356
0,75	10,06	0,78	0,078	0,501	86,528
1	10,04	0,75	0,075	0,504	87,047

* Se estabilizó con NH₃

PLATA						
Precipitado (g)	[Ag] to (mg/L)	[Ag] t ₁ (mg/L)	Ag to (mg)	Ag t ₁ (mg)	Ag cátodo (mg)	Ag (%)
0,27	45	0,25	4,500	0,025	4,475	99,444

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH*	[Ag] (mg/L)	Ag (mg)	Ag en el cátodo (mg)	Ag (%)
0	9,38	45	4,5	0	0,000
0,25	10,05	0,2	0,02	4,48	99,556
0,50	10,07	0,19	0,019	4,481	99,578
0,75	10,06	0,2	0,02	4,48	99,556
1	10,04	0,25	0,025	4,475	99,444

* Se estabilizó con NH₃

COBRE						
Precipitado (g)	[Cu] to (mg/L)	[Cu] t ₁ (mg/L)	Cu to (mg)	Cu t ₁ (mg)	Cu cátodo (mg)	Cu (%)
0,27	23,17	0,25	2,317	0,025	2,292	98,921

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH*	[Cu] (mg/L)	Cu (mg)	Cu en el cátodo (mg)	Cu (%)
0	9,38	23,17	2,317	0	0,000
0,25	10,05	0,66	0,066	2,251	97,151
0,50	10,07	0,18	0,018	2,299	99,223
0,75	10,06	0,12	0,012	2,305	99,482
1	10,04	0,25	0,025	2,292	98,921

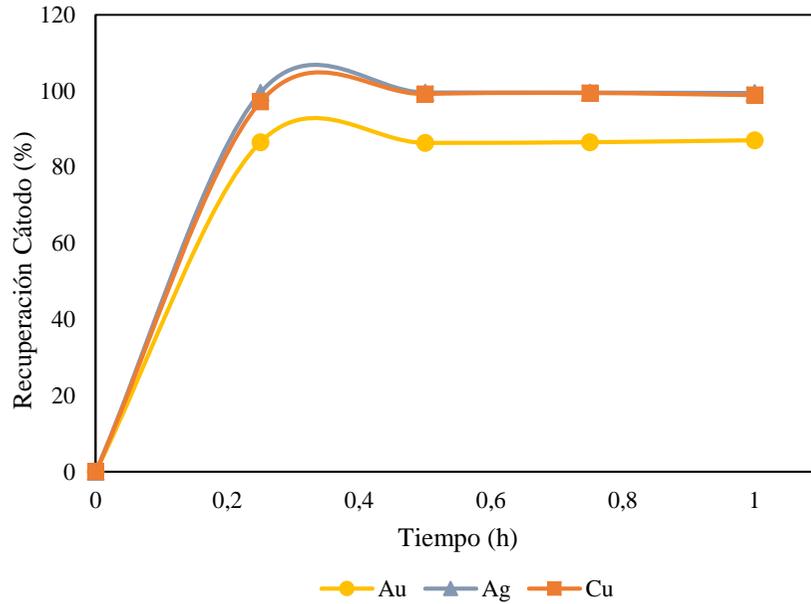
* Se estabilizó con NH₃

FICHA TÉCNICA # 40

ENSAYO: 9

MUESTRA: PCB's pulverizados.

OBJETIVO: Disolver cobre con ácido nítrico.



CONDICIONES (A)			
Porcentaje de sólidos (%)	10	Agitación (RPM)	400
Masa de la muestra (g)	100	Tiempo (horas)	6
Volumen de agua (mL)	900	pH trabajo	1,5
[HNO ₃] (M)	4	Temperatura (°C)	40

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	720		13,55	2000	720		19512,00	86,876
Solución lavado	534		4,07	1000	534		2173,38	9,677
Relave		53,09	6,16	1	250	0,1056	774,23	3,447
							22459,61	
Disolución de cobre (%Cu)= 96,553								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNA	Blanco	0,04	1	0,01	1	0,09	1
SFA	Solución fuerte	0,99	1	0,17	1	13,55	2000
SLA	Solución lavado	0,19	1	0,02	1	4,07	1000
DAA	Disgregación ácida	0,33	1	0,43	1	6,16	1

FICHA TÉCNICA # 41

ENSAYO: 9

MUESTRA: PCB's pulverizados.

OBJETIVO: Disolver cobre con ácido nítrico.

CONDICIONES (B)			
Porcentaje de sólidos (%)	10	Agitación (RPM)	400
Masa de la muestra (g)	50	Tiempo (horas)	6
Volumen de agua (mL)	450	pH trabajo	1,5
[HNO ₃] (M)	4	Temperatura (°C)	40

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	320		5,97	5000	320		9552,00	83,104
Solución lavado	130		24,3	500	130		1579,50	13,742
Relave		25,64	7,45	1	200	0,1054	362,46	3,154
							11493,96	
Disolución de cobre (%Cu)=96,846								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNB	Blanco	0,04	1	0,02	1	0,23	1
SFB	Solución fuerte	0,71	1	0,70	1	5,97	5000
SLB	Solución lavado	0,38	1	0,23	1	24,30	500
DAB	Disgregación ácida	0,25	1	0,65	1	7,45	1

FICHA TÉCNICA # 42

ENSAYO: 9

MUESTRA: Relave proveniente de ensayos 9 (A) y 9 (B).

OBJETIVO: Recuperar oro con tiosulfato de sodio como agente lixiviante.

CONDICIONES (C)			
Porcentaje de sólidos (%)	5	[NH ₃] (M)	0,260
Masa de la muestra (g)	20	Agitación (RPM)	700
Volumen de agua (mL)	380	Tiempo (horas)	6
[Na ₂ S ₂ O ₃] (M)	0,7	pH trabajo	10,5
		Temperatura (°C)	20

YODIMETRÍA					
Tiempo (h)	[Tiosulfato] (N)	Tiosulfato (g)	Tiosulfato añadido (g)	NH ₃ (ml)	pH
0	0,7	42,062	0	4	10,78
1	0,633	38,057	4,01	0	10,68
2	0,7	42,062	0	0	10,55
3	0,7	42,062	0	1,5	10,53
4	0,7	42,062	0	1	10,64
5	0,7	42,062	0	1	10,65
6	0,7	42,062	0	0	10,52
		TOTAL	4,01	7,5	

BALANCE METALÚRGICO ORO									
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g							
Solución fuerte	340			18,77	1	340		6,38	82,897
Solución lavado	200			0,68	1	200		0,14	1,764
Relave		19,03	0,01425	4,69	20	10	15	1,19	15,439
								7,71	
Concentración oro (g/ton)= 385,390					Recuperación oro (%Au)= 84,561				

BALANCE METALÚRGICO PLATA									
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g							
Solución fuerte	340			1,45	100	340		49,30	88,688
Solución lavado	200			0,48	10	200		0,96	1,727
Relave		19,03	0,01425	0,42	1000	10	15	5,33	9,585
								55,59	
Concentración plata (g/ton)= 2779,420					Recuperación plata (%Ag)= 90,415				

FICHA TÉCNICA # 43

ENSAYO: 9

MUESTRA: Relave proveniente de ensayos 9 (A) y 9 (B).

OBJETIVO: Recuperar oro con tiosulfato de sodio como agente lixivante.

CONDICIONES (D)			
Porcentaje de sólidos (%)	5	[NH ₃] (M)	0,260
Masa de la muestra (g)	20	Agitación (RPM)	700
Volumen de agua (mL)	380	Tiempo (horas)	6
[Na ₂ S ₂ O ₃] (M)	1	pH trabajo	10,5
		Temperatura (°C)	20

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	340		19,45	10	340		66,13	22,123
Solución lavado	200		2,69	1	200		0,54	0,180
Relave		19,03	0,62	10	200	0,1016	232,26	77,697
							298,92	
Disolución de cobre (%Cu)= 22,303								

YODIMETRÍA					
Tiempo (h)	[Tiosulfato] (N)	Tiosulfato (g)	Tiosulfato añadido (g)	NH ₃ (ml)	pH
0	1	60,089	0	4	10,84
1	1	60,089	0	0	10,72
2	1	60,089	0	0	10,63
3	0,814	48,930	11,16	1	10,57
4	1	60,089	0	1	10,69
5	1	60,089	0	1	10,64
6	1	60,089	0	0	10,46
		TOTAL	11,16	7,5	

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNC	Blanco	1,28	1	0,36	10	0,22	1
SFC	Solución fuerte	18,77	1	1,45	100	19,45	10
SLC	Solución lavado	0,68	1	0,48	10	2,69	1
DACCu	Disgregación ácida	0,18	1	0,32	1	0,62	10
DACAu	Disgregación doré Au	4,69	20	0,06	100	0,05	1
DACAu	Disgregación doré Ag	1,65	10	0,42	1000	0,06	1

BALANCE METALÚRGICO ORO									
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g							
Solución fuerte	315			8,98	1	315		2,83	21,347
Solución lavado	190			2,94	1	190		0,56	4,216
Relave		19,24	0,02156	7,69	100	10	15	9,86	74,437
								13,25	
Concentración oro (g/ton)= 662,550					Recuperación oro (%Au)= 25,563				

BALANCE METALÚRGICO PLATA									
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g							
Solución fuerte	315			1,14	100	315		35,91	72,509
Solución lavado	190			0,82	10	190		1,56	3,146
Relave		19,24	0,02156	0,94	1000	10	15	12,06	24,345
								49,53	
Concentración plata (g/ton)= 2476,253					Recuperación plata (%Ag)= 75,655				

FICHA TÉCNICA # 44

ENSAYO: 9

MUESTRA: Solución fuerte proveniente del ensayo 9 (C) y 9 (D).

OBJETIVO: Adsorber oro disuelto en el lixiviado utilizando resina de intercambio iónico.

CONDICIONES			
Volumen de lixiviado (mL)	100	Tiempo (horas)	3
Masa resina (g)	-	pH trabajo	10,5
Agitación (RPM)	600	Temperatura (°C)	20

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	315		18,40	10	315		57,96	52,817
Solución lavado	190		9,91	1	190		1,88	1,716
Relave		19,24	1,32	1	200	0,1018	49,90	45,468
							109,74	
Disolución de cobre (%Cu)= 54,532								

ORO								
Ensayo	Volumen lixiviado (ml)	Masa resina (g)	[Au] t ₀ (mg/L)	[Au] t ₃ (mg/L)	Au t ₀ (mg)	Au t ₃ (mg)	Au en la resina (mg)	Au (%)
E (C)	100	5	18,77	1,44	1,877	0,144	1,733	92,328
F (C)	100	10	18,77	1,05	1,877	0,105	1,772	94,406
G (D)	100	10	8,98	1,34	0,898	0,134	0,764	85,078

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BND	Blanco	1,34	1	0,15	10	0,20	1
SFD	Solución fuerte	8,98	1	1,14	100	18,40	10
SLD	Solución lavado	2,94	1	0,82	10	9,91	1
DADCu	Disgregación ácida	0,10	1	0,43	1	1,32	1
DADAu	Disgregación doré Au	7,69	100	0,01	1	0,05	1
DADAg	Disgregación doré Ag	1,38	10	0,94	1000	0,06	1

PLATA								
Ensayo	Volumen lixiviado (ml)	Masa resina (g)	[Ag] t ₀ (mg/L)	[Ag] t ₃ (mg/L)	Ag t ₀ (mg)	Ag t ₃ (mg)	Ag en la resina (mg)	Ag (%)
E (C)	100	5	145	54	14,5	5,4	9,1	62,759
F (C)	100	10	145	12,6	14,5	1,26	13,24	91,310
G (D)	100	10	114	14,8	11,4	1,48	9,92	87,018

COBRE								
Ensayo	Volumen lixiviado (ml)	Masa resina (g)	[Cu] t ₀ (mg/L)	[Cu] t ₃ (mg/L)	Cu t ₀ (mg)	Cu t ₃ (mg)	Cu en la resina (mg)	Cu (%)
E (C)	100	5	194,5	136,5	19,45	13,65	5,8	29,820
F (C)	100	10	194,5	107,1	19,45	10,71	8,74	44,936
G (D)	100	10	184	137,5	18,4	13,75	4,65	25,272

FICHA TÉCNICA # 45

ENSAYO: 9

MUESTRA: Resina de intercambio iónico adsorbida con oro.

OBJETIVO: Eluir el oro adsorbido en la resina de intercambio iónico utilizando tiocianato de potasio como eluyente.

CONDICIONES (H)			
Resina: solución (g/L)	50	Agitación (RPM)	500
Masa de la resina (g)	5	Tiempo (horas)	3
Volumen de solución (mL)	100	pH trabajo	12
[KSCN] (g/L)	100	Temperatura (°C)	20

BALANCE METALÚRGICO ORO								
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g						
Solución fuerte	89			6,38	1	89	0,57	74,880
Solución lavado	53			0,63	1	53	0,03	4,403
Relave		3,38	0,00044	15,71	1	10	0,16	20,717
							0,76	
Concentración oro (g/ton)= 151,662				Recuperación oro (%Au)= 79,283				

BALANCE METALÚRGICO PLATA								
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g						
Solución fuerte	89			0,27	10	89	0,24	9,718
Solución lavado	53			0,61	1	53	0,03	1,308
Relave		3,38	0,00044	0,22	1000	10	2,20	88,974
							2,47	
Concentración plata (g/ton)= 494,526				Recuperación plata (%Ag)= 11,026				

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	89		1,52	1	89		0,14	28,501
Solución lavado	53		0,12	1	53		0,01	1,340
Relave		3,38	0,05	1	200	0,1015	0,33	70,159
							0,47	
Disolución de cobre (%Cu)= 29,841								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNH	Blanco	0,11	10	1,07	1	1,12	1
SFH	Solución fuerte	6,38	1	0,27	10	1,52	1
SLH	Solución lavado	0,63	1	0,61	1	0,12	1
DAHCu	Disgregación ácida	0,03	1	0,06	1	0,05	1
DAH Au	Disgregación doré Au	15,71	1	0,03	1	0,35	1
DAH Ag	Disgregación doré Ag	0,21	10	0,22	1000	0,32	1

FICHA TÉCNICA # 46

ENSAYO: 9

MUESTRA: Resina de intercambio iónico adsorbida con oro.

OBJETIVO: Eluir el oro adsorbido en la resina de intercambio iónico utilizando tiocianato de potasio como eluyente.

CONDICIONES (I)			
Resina: solución (g/L)	50	Agitación (RPM)	500
Masa de la resina (g)	5	Tiempo (horas)	3
Volumen de solución (mL)	100	pH trabajo	12
[KSCN] (g/L)	100	Temperatura (°C)	50

BALANCE METALÚRGICO ORO								
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g						
Solución fuerte	86			6,41	1	86	0,55	60,179
Solución lavado	64			0,62	1	64	0,04	4,332
Relave		3,40	0,00042	32,51	1	10	0,33	35,490
							0,92	
Concentración oro (g/ton)= 183,208				Recuperación oro (%Au)= 64,510				

BALANCE METALÚRGICO PLATA								
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g						
Solución fuerte	86			0,42	10	86	0,36	12,145
Solución lavado	64			0,20	1	64	0,01	0,430
Relave		3,40	0,00042	0,26	1000	10	2,60	87,424
							2,97	
Concentración plata (g/ton)= 594,800				Recuperación plata (%Ag)= 12,576				

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	86		2,11	1	86		0,18	39,739
Solución lavado	64		0,10	1	64		0,01	1,402
Relave		3,40	0,04	1	200	0,1012	0,27	58,860
							0,46	
Disolución de cobre (%Cu)= 41,140								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNI	Blanco	0,11	10	1,07	1	1,12	1
SFI	Solución fuerte	6,41	1	0,42	10	2,11	1
SLI	Solución lavado	0,62	1	0,20	1	0,10	1
DAICu	Disgregación ácida	0,02	1	0,05	1	0,04	1
DAIAu	Disgregación doré Au	32,51	1	0,01	1	0,35	1
DAIAg	Disgregación doré Ag	0,24	10	0,26	1000	0,32	1

FICHA TÉCNICA # 47

ENSAYO: 10

MUESTRA: PCB's pulverizados.

OBJETIVO: Disolver cobre con ácido nítrico.

CONDICIONES (A)			
Porcentaje de sólidos (%)	10	Agitación (RPM)	400
Masa de la muestra (g)	50	Tiempo (horas)	6
Volumen de agua (mL)	450	pH trabajo	1,5
[HNO ₃] (M)	4	Temperatura (°C)	40

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	320		5,97	5000	320		9552,00	83,104
Solución lavado	130		24,3	500	130		1579,50	13,742
Relave		25,64	7,45	1	200	0,1054	362,46	3,154
							11493,96	
Disolución de cobre (%Cu)=96,846								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNA	Blanco	0,02	-	0,02	-	0,23	1
SFA	Solución fuerte	0,71	1	0,70	1	5,97	5000
SLA	Solución lavado	0,38	1	0,23	1	24,30	500
DAA	Disgregación ácida	0,25	1	0,65	1	7,45	1

FICHA TÉCNICA # 48

ENSAYO: 10

MUESTRA: Relave proveniente del ensayo 9 (A) y 9 (B).

OBJETIVO: Recuperar oro con tiosulfato de sodio como agente lixivianante.

CONDICIONES (B)			
Porcentaje de sólidos (%)	5	[NH ₃] (M)	0,19
Masa de la muestra (g)	13	Agitación (RPM)	700
Volumen de agua (mL)	247	Tiempo (horas)	6
[Na ₂ S ₂ O ₃] (M)	0,7	pH trabajo	10,5
Aire (L/min)	0,25	Temperatura (°C)	20

YODIMETRÍA					
Tiempo (h)	[Tiosulfato] (N)	Tiosulfato (g)	Tiosulfato añadido (g)	NH ₃ (ml)	pH
0	0,7	27,34	0	1	10,80
1	0,638	24,900	2,44	0	10,43
2	0,7	27,34	0	1	10,40
3	0,567	22,133	5,21	0,5	10,88
4	0,7	27,34	0	0	10,76
5	0,7	27,34	0	0	10,65
6	0,7	27,34	0	1	10,53
24	0,7	27,34	0	0	10,87
		TOTAL	7,65	3,5	

BALANCE METALÚRGICO ORO								
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g						
Solución fuerte	232			1,94	1	232	0,45	5,129
Solución lavado	146			0,38	1	146	0,06	0,632
Relave		12,12	0,00424	8,27	100	10	8,27	94,239
							8,78	
Concentración oro (g/ton)= 675,043				Recuperación oro (%Au)= 5,761				

BALANCE METALÚRGICO PLATA								
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g						
Solución fuerte	232			1,97	10	232	4,57	18,967
Solución lavado	146			0,36	10	146	0,53	2,181
Relave		12,12	0,00424	0,95	2000	10	19,00	78,851
							24,10	
Concentración plata (g/ton)= 1853,538				Recuperación plata (%Ag)= 21,149				

FICHA TÉCNICA # 49

ENSAYO: 11

MUESTRA: PCB's pulverizados.

OBJETIVO: Disolver cobre con ácido nítrico.

CONDICIONES (A)			
Porcentaje de sólidos (%)	10	Agitación (RPM)	400
Masa de la muestra (g)	50	Tiempo (horas)	6
Volumen de agua (mL)	450	pH trabajo	1,5
[HNO ₃] (M)	4	Temperatura (°C)	40

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	232		28,66	10	232		66,49	84,156
Solución lavado	146		1,67	10	146		2,44	3,086
Relave		12,12	0,43	1	200	0,1034	10,08	12,758
							79,01	
Disolución de cobre (%Cu)= 87,242								

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	320		5,97	5000	320		9552,00	83,104
Solución lavado	130		24,3	500	130		1579,50	13,742
Relave		25,64	7,45	1	200	0,1054	362,46	3,154
							11493,96	
Disolución de cobre (%Cu)=96,846								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNB	Blanco	9,52	1	1,29	100	6,47	1
SFB	Solución fuerte	1,94	1	1,97	10	28,66	10
SLB	Solución lavado	0,38	1	0,36	10	1,67	10
DABCu	Disgregación ácida	0,63	1	0,23	1	0,43	1
DABAu	Disgregación doré Au	8,27	100	0,01	1	0,07	1
DBAg	Disgregación doré Ag	0,43	1	0,95	2000	0,22	1

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNA	Blanco	0,02	-	0,02	-	0,23	1
SFA	Solución fuerte	0,71	1	0,70	1	5,97	5000
SLA	Solución lavado	0,38	1	0,23	1	24,30	500
DAA	Disgregación ácida	0,25	1	0,65	1	7,45	1

FICHA TÉCNICA # 50

ENSAYO: 11

MUESTRA: Relave proveniente de ensayos 10 (A) y 11 (A).

OBJETIVO: Recuperar oro con tiosulfato de sodio como agente lixivante.

CONDICIONES (B)			
Porcentaje de sólidos (%)	25	[NH ₃ OH] (M)	0,92
Masa de la muestra (g)	50	Agitación (RPM)	700
Volumen de agua (mL)	150	Tiempo (horas)	6
[Na ₂ S ₂ O ₃] (M)	2	pH trabajo	10,5
		Temperatura (°C)	20

YODIMETRÍA					
Tiempo (h)	[Tiosulfato] (N)	Tiosulfato (g)	Tiosulfato añadido (g)	NH ₃ (ml)	pH
0	2	47,44	0	4	10,58
1	2	47,44	0	2	10,50
2	2	47,44	0	2	10,80
3	2	47,44	0	0	10,66
4	2	47,44	0	1	10,54
5	2	47,44	0	1,4	10,71
6	2	47,44	0	0	10,52
		TOTAL	0	10,4	

BALANCE METALÚRGICO ORO									
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g							
Solución fuerte	58			2,60	1	58		0,15	0,537
Solución lavado	54			1,37	1	54		0,07	0,263
Relave		49,40	0,03094	8,46	100	10	15	27,86	99,200
								28,09	
				Concentración oro (g/ton)= 561,728		Recuperación oro (%Au)= 0,800			

BALANCE METALÚRGICO PLATA									
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g							
Solución fuerte	58			0,94	100	58		5,45	6,011
Solución lavado	54			1,75	10	54		0,95	1,042
Relave		49,40	0,03094	1,28	2000	10	15	84,31	92,948
								90,71	
					Concentración plata (g/ton)= 1814,127		Recuperación plata (%Ag)= 7,052		

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	58		13,10	100	58		75,98	36,472
Solución lavado	54		28,56	10	54		15,42	7,403
Relave		49,40	1,20	1	200	0,1014	116,92	56,125
							208,33	
					Disolución de cobre (%Cu)= 43,875			

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNB	Blanco	2,05	1	3,92	10	15,02	10
SFB	Solución fuerte	2,60	1	0,94	100	13,10	100
SLB	Solución lavado	1,37	1	1,75	10	28,56	10
DABCu	Disgregación ácida	0,34	1	1,35	1	1,20	1
DABAu	Disgregación doré Au	8,46	100	0,03	1	0,27	1
DABAg	Disgregación doré Ag	0,38	10	1,28	2000	6,13	1

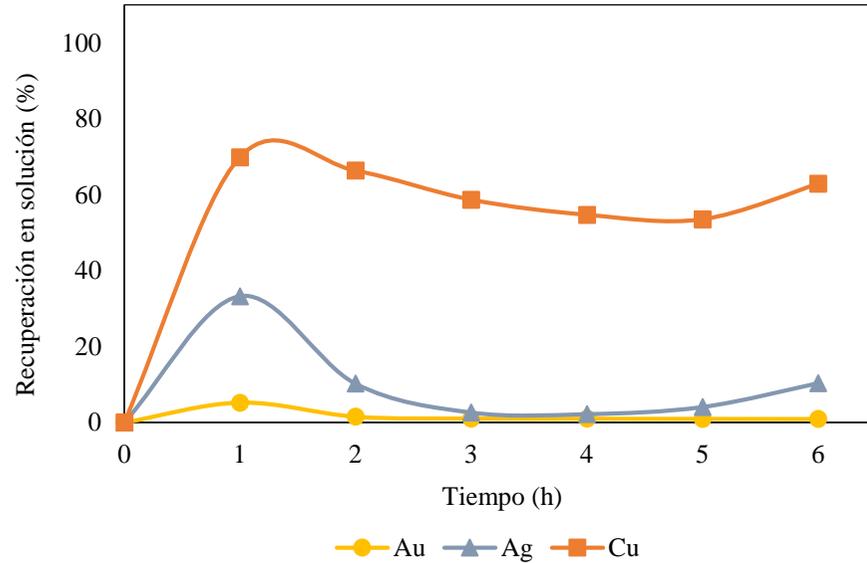
FICHA TÉCNICA # 51

ENSAYO: 11

MUESTRA: Solución fuerte proveniente del ensayo 11 (B)

OBJETIVO: Adsorber oro disuelto en el lixiviado utilizando resina de intercambio iónico.

CONDICIONES (C)	
Volumen de lixiviado (mL)	50
Masa resina (g)	5
Agitación (RPM)	600
Tiempo (horas)	3
pH trabajo	10,5
Temperatura (°C)	20



CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN									
Tiempo (h)	ORO			PLATA			COBRE		
	[Au] (mg/L)	Au (mg)	Au (%)	[Ag] (mg/L)	Ag (mg)	Ag (%)	[Cu] (mg/L)	Cu (mg)	Cu (%)
0	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00
1	14,64	1,46	5,21	302	30,20	33,29	1455	145,50	69,84
2	4,31	0,43	1,53	93	9,30	10,25	1382	138,20	66,34
3	2,93	0,29	1,04	24	2,40	2,65	1223	122,30	58,70
4	2,85	0,29	1,01	20	2,00	2,20	1140	114,00	54,72
5	2,71	0,27	0,96	37	3,70	4,08	1115	111,50	53,52
6	2,6	0,26	0,93	94	9,40	10,36	1310	131,00	62,88

ORO								
Ensayo	Volumen lixiviado (ml)	Masa resina (g)	[Au] t ₀ (mg/L)	[Au] t ₃ (mg/L)	Au t ₀ (mg)	Au t ₃ (mg)	Au en la resina (mg)	Au (%)
C	50	5	2,60	0,44	0,13	0,022	0,108	83,077

PLATA								
Ensayo	Volumen lixiviado (ml)	Masa resina (g)	[Ag] t ₀ (mg/L)	[Ag] t ₃ (mg/L)	Ag t ₀ (mg)	Ag t ₃ (mg)	Ag en la resina (mg)	Ag (%)
C	50	5	94	32	4,7	1,6	3,1	65,957

COBRE								
Ensayo	Volumen lixiviado (ml)	Masa resina (g)	[Cu] t ₀ (mg/L)	[Cu] t ₃ (mg/L)	Cu t ₀ (mg)	Cu t ₃ (mg)	Cu en la resina (mg)	Cu (%)
C	50	5	1310	520	65,5	26	39,5	60,305

FICHA TÉCNICA # 52

ENSAYO: 11

MUESTRA: Resina de intercambio iónico adsorbida con oro.

OBJETIVO: Eluir el cobre adsorbido en la resina de intercambio iónico utilizando tiosulfato de sodio como eluyente.

CONDICIONES (D)			
Resina: solución (g/L)	50	[NH ₃] (M)	0,14
Masa de la resina (g)	10	Agitación (RPM)	500
Volumen de solución (mL)	200	Tiempo (horas)	24
[Na ₂ S ₂ O ₃] (M)	1	pH trabajo	10,5
		Temperatura (°C)	20

BALANCE METALÚRGICO ORO									
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g							
Solución fuerte	166			1,88	1	166		0,31	23,556
Solución lavado	83			0,13	1	83		0,01	0,814
Relave		6,76	0,00092	13,34	1	10	0,9	1,00	75,630
								1,32	
Concentración oro (g/ton)= 132,485				Recuperación oro (%Au)= 24,370					

BALANCE METALÚRGICO PLATA									
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g							
Solución fuerte	166			0,68	10	166		1,13	30,779
Solución lavado	83			0,27	1	83		0,02	0,611
Relave		6,76	0,00092	3,35	10	10	0,9	2,52	68,610
								3,67	
Concentración plata (g/ton)= 366,743				Recuperación plata (%Ag)= 31,390					

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	166		3,07	10	166		5,10	49,267
Solución lavado	83		1,78	10	83		1,48	14,283
Relave		6,76	0,28	1	200	0,1004	3,77	36,451
							10,34	
Disolución de cobre (%Cu)= 63,549								

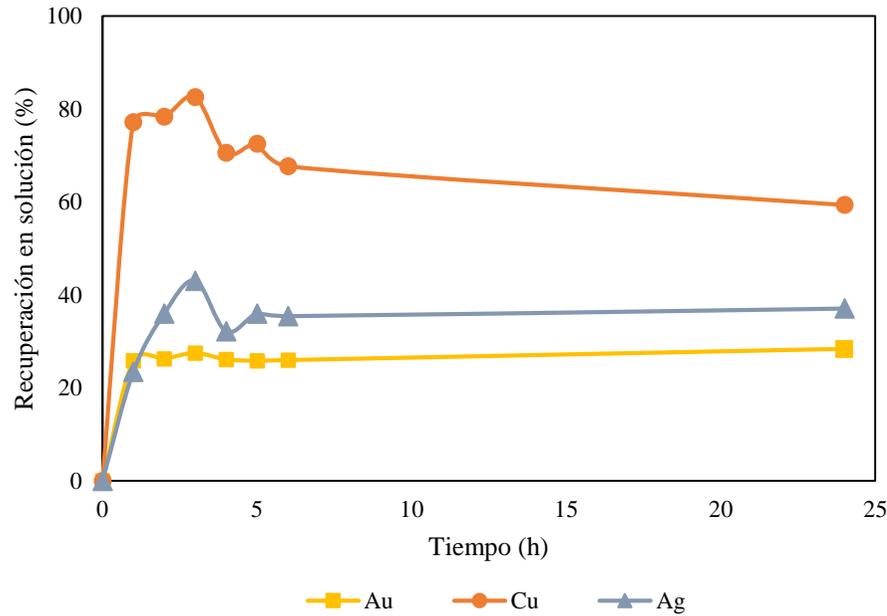
CINÉTICA DE ELUCIÓN									
Tiempo (h)	ORO			PLATA			COBRE		
	[Au] (mg/L)	Au (mg)	Au (%)	[Ag] (mg/L)	Ag (mg)	Ag (%)	[Cu] (mg/L)	Cu (mg)	Cu (%)
0	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00
1	1,71	0,34	25,81	4,3	0,86	23,45	39,9	7,98	77,15
2	1,74	0,35	26,27	6,6	1,32	35,99	40,5	8,10	78,31
3	1,82	0,36	27,47	7,9	1,58	43,08	42,7	8,54	82,56
4	1,73	0,35	26,12	5,9	1,18	32,18	36,5	7,30	70,57
5	1,71	0,34	25,81	6,6	1,32	35,99	37,5	7,50	72,50
6	1,72	0,34	25,97	6,5	1,30	35,45	35	7,00	67,67
24	1,88	0,38	28,38	6,8	1,36	37,08	30,7	6,14	59,36

FICHA TÉCNICA # 53

ENSAYO: 11

MUESTRA: Resina de intercambio iónico adsorbida con oro.

OBJETIVO: Eluir el cobre adsorbido en la resina de intercambio iónico utilizando tiosulfato de sodio como eluyente.



CONDICIONES (E)			
Resina: solución (g/L)	50	[NH ₃ OH] (M)	0,14
Masa de la resina (g)	10	Agitación (RPM)	500
Volumen de solución (mL)	200	Tiempo (horas)	24
[Na ₂ S ₂ O ₃] (M)	1	pH trabajo	10,5
		Temperatura (°C)	20

BALANCE METALÚRGICO ORO									
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g							
Solución fuerte	172			2,25	1	172		0,39	43,081
Solución lavado	91			0,14	1	91		0,01	1,418
Relave		6,13	0,00103	12,20	1	10	1,5	0,50	55,501
								0,90	
Concentración oro (g/ton)= 89,831				Recuperación oro (%Au)= 44,499					

BALANCE METALÚRGICO PLATA									
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g							
Solución fuerte	172			0,15	10	172		0,26	11,286
Solución lavado	91			0,32	10	91		0,29	12,738
Relave		6,13	0,00103	4,25	10	10	1,5	1,74	75,976
								2,29	
Concentración plata (g/ton)= 228,603				Recuperación plata (%Ag)= 24,024					

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA

Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BND	Blanco	1,75	1	0,21	1	0,41	1
SFD	Solución fuerte	1,88	1	0,68	10	3,07	10
SLD	Solución lavado	0,13	1	0,27	1	1,78	10
DADCu	Disgregación ácida	0,12	1	0,43	1	0,28	1
DADAu	Disgregación doré Au	13,34	1	0,01	1	0,27	1
DADAg	Disgregación doré Ag	0,32	10	3,35	10	3,13	1

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	172		4,35	10	172		7,48	73,254
Solución lavado	91		0,76	1	91		0,07	0,677
Relave		6,13	0,22	1	200	0,1013	2,66	26,069
							10,21	
Disolución de cobre (%Cu)= 73,931								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNE	Blanco	1,75	1	0,21	1	0,41	1
SFE	Solución fuerte	2,25	1	0,15	10	4,35	10
SLE	Solución lavado	0,14	1	0,32	10	0,76	1
DAECu	Disgregación ácida	3,13	1	0,02	1	0,22	1
DAEAu	Disgregación doré Au	12,20	1	0,01	1	0,22	1
DAEAg	Disgregación doré Ag	0,32	10	4,25	10	2,14	1

FICHA TÉCNICA # 54

ENSAYO: 11

MUESTRA: Resina de intercambio iónico adsorbida con oro.

OBJETIVO: Eluir el cobre adsorbido en la resina de intercambio iónico utilizando tiosulfato de sodio como eluyente.

CONDICIONES (F)			
Resina: solución (g/L)	50	[NH ₃ OH] (M)	0,14
Masa de la resina (g)	10	Agitación (RPM)	500
Volumen de solución (mL)	200	Tiempo (horas)	6
[Na ₂ S ₂ O ₃] (M)	1	pH trabajo	10,5
		Temperatura (°C)	20

BALANCE METALÚRGICO ORO								
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g						
Solución fuerte	157			1,88	1	157	0,30	27,210
Solución de lavado	80			0,62	1	80	0,05	4,572
Relave		8,44	0,00574	7,40	10	10	0,74	68,218
							1,08	
Concentración oro (g/ton)= 108,476				Recuperación oro (%Au)= 31,782				

BALANCE METALÚRGICO PLATA								
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g						
Solución fuerte	157			0,82	10	157	1,29	28,547
Solución de lavado	80			0,28	1	80	0,02	0,497
Relave		8,44	0,00574	0,16	2000	10	3,20	70,957
							4,51	
Concentración plata (g/ton)= 450,980				Recuperación plata (%Ag)= 29,043				

FICHA TÉCNICA # 55

ENSAYO: 11

MUESTRA: Resina de intercambio iónico proveniente del ensayo 11 (D)

OBJETIVO: Eluir el oro adsorbido en la resina de intercambio iónico utilizando cloruro de sodio como eluyente.

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	157		4,53	10	157		7,11	57,012
Solución lavado	80		0,51	1	80		0,04	0,327
Relave		8,44	0,32	1	200	0,1015	5,32	42,661
							12,47	
Disolución de cobre (%Cu)= 73,931								

CONDICIONES (G)			
Resina: solución (g/L)	50	Agitación (RPM)	500
Masa de la resina (g)	5	Tiempo (horas)	6
Volumen de solución (mL)	100	pH trabajo	11
[NaCl] (M)	2	Temperatura (°C)	20
[Na ₂ SO ₃] (M)	0,1		

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNF	Blanco	1,75	1	0,21	1	0,41	1
SFF	Solución fuerte	1,88	1	0,82	10	4,53	10
SLF	Solución lavado	0,62	1	0,28	1	0,51	1
DAFCu	Disgregación ácida	0,53	1	0,15	1	0,32	1
DAFAu	Disgregación doré Au	7,40	10	0,01	1	0,18	1
DAFAG	Disgregación doré Ag	0,51	10	0,16	2000	1,13	1

BALANCE METALÚRGICO ORO								
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g						
Solución fuerte	75			1,69	1	75	0,13	18,755
Solución lavado	64			0,47	1	64	0,03	4,451
Relave		5,09	0,00407	5,19	10	10	0,52	76,794
							0,68	
Concentración oro (g/ton)= 135,166						Recuperación oro (%Au)= 23,206		

BALANCE METALÚRGICO PLATA								
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g						
Solución fuerte	75			1,45	1	75	0,11	4,237
Solución lavado	64			0,75	1	64	0,05	1,870
Relave		5,09	0,00407	2,41	100	10	2,41	93,893
							2,57	
Concentración plata (g/ton)= 513,350						Recuperación plata (%Ag)= 6,107		

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	75		0,37	1	75		0,03	2,543
Solución lavado	64		4,20	1	64		0,27	24,636
Relave		5,09	0,08	1	200	0,1025	0,79	72,821
							1,09	
Disolución de cobre (%Cu)= 27,179								

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNG	Blanco	1,51	1	0,38	1	0,20	1
SFG	Solución fuerte	1,69	1	1,45	1	0,37	1
SLG	Solución lavado	0,47	1	0,75	1	4,20	1
DAGCu	Disgregación ácida	0,06	1	0,11	1	0,08	1
DAGAu	Disgregación doré Au	5,19	10	0,02	1	0,18	1
DAGAg	Disgregación doré Ag	0,28	10	2,41	100	0,22	1

FICHA TÉCNICA # 56

ENSAYO: 11

MUESTRA: Resina de intercambio iónico proveniente del ensayo 11 (E)

OBJETIVO: Eluir el oro adsorbido en la resina de intercambio iónico utilizando tiocianato de potasio como eluyente.

CONDICIONES (H)			
Resina: solución (g/L)	50	Agitación (RPM)	500
Masa de la resina (g)	5	Tiempo (horas)	6
Volumen de solución (mL)	100	pH trabajo	12
[KSCN] (g/L)	100	Temperatura (°C)	20

BALANCE METALÚRGICO ORO								
	Cantidad		Doré (g)	Au (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Au (mg)	Au (%)
	ml	g						
Solución fuerte	80			5,62	1	80	0,45	77,861
Solución de lavado	64			0,06	1	64	0,00	0,665
Relave		8,10	0,00083	12,4	1	10	0,12	21,474
							0,58	
Concentración oro (g/ton)= 115,488				Recuperación oro (%Au)= 78,526				

BALANCE METALÚRGICO PLATA								
	Cantidad		Doré (g)	Ag (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Ag (mg)	Ag (%)
	ml	g						
Solución fuerte	80			0,99	1	80	0,08	39,379
Solución de lavado	64			0,03	1	64	0,00	0,955
Relave		8,10	0,00083	0,12	100	10	0,12	59,666
							0,20	
Concentración plata (g/ton)= 40,224				Recuperación plata (%Ag)= 40,334				

FICHA TÉCNICA # 57

BALANCE METALÚRGICO COBRE								
	Cantidad		Cu (mg/L)	Dilución	Aforo (ml)	Peso (g)	Cu (mg)	Cu (%)
	ml	g						
Solución fuerte	80		3,22	1	80		0,26	3,582
Solución lavado	64		0,15	1	64		0,01	0,133
Relave		8,10	0,43	1	200	0,1006	6,92	96,285
							7,19	
Disolución de cobre (%Cu)= 3,715								

ENSAYO: 11

MUESTRA: Solución fuerte proveniente de ensayo 11 (D).

OBJETIVO: Recuperar oro mediante electrowinning.

CONDICIONES (I)	
Volumen de solución (mL)	125
Voltaje (V)	0,5
Tiempo (horas)	6
pH trabajo	10,5
Temperatura (°C)	20
NH ₃ (mL)	1

RESULTADOS ABSORCIÓN ATÓMICA							
Muestra	Descripción	ORO		PLATA		COBRE	
		Au (mg/L)	Dilución	Ag (mg/L)	Dilución	Cu (mg/L)	Dilución
BNH	Blanco	0,77	1	0,06	1	0,11	1
SFH	Solución fuerte	5,62	1	0,99	1	3,22	1
SLH	Solución lavado	0,06	1	0,03	1	0,15	1
DAHCu	Disgregación ácida	0,71	10	0,11	1	0,43	1
DAHAu	Disgregación doré Au	12,4	1	0,16	1	0,04	1
DAHAg	Disgregación doré Ag	0,20	10	0,12	100	0,06	1

ORO					
[Au] t ₀ (mg/L)	[Au] t ₆ (mg/L)	Au t ₀ (mg)	Au t ₆ (mg)	Au cátodo (mg)	Au (%)
1,56	1,27	0,195	0,159	0,036	18,590

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH*	[Au] (mg/L)	Au (mg)	Au en el cátodo (mg)	Au (%)
0	9,83	1,56	0,195	0,000	0,000
1	10,86	1,46	0,183	0,013	6,410
2	10,72	1,40	0,175	0,020	10,256
3	10,62	1,29	0,161	0,034	17,308
4	10,61	1,25	0,156	0,039	19,872
5	10,54	1,26	0,158	0,038	19,231
6	10,54	1,27	0,159	0,036	18,590

* Se estabilizó con NH₃

PLATA					
[Ag] t ₀ (mg/L)	[Ag] t ₆ (mg/L)	Ag t ₀ (mg)	Ag t ₆ (mg)	Ag cátodo (mg)	Ag (%)
12	1,01	1,500	0,126	1,374	91,583

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH*	[Ag] (mg/L)	Ag (mg)	Ag en el cátodo (mg)	Ag (%)
0	9,83	12	1,500	0,000	0,000
1	10,86	9,2	1,150	0,350	23,333
2	10,72	6,8	0,850	0,650	43,333
3	10,62	5,7	0,713	0,788	52,500
4	10,61	2,4	0,300	1,200	80,000
5	10,54	1,41	0,176	1,324	88,250
6	10,54	1,01	0,126	1,374	91,583

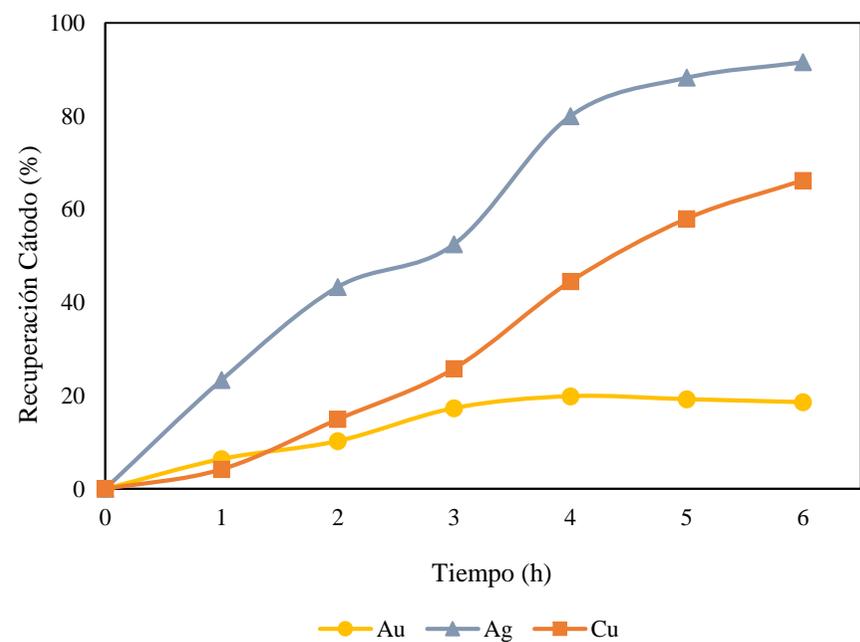
* Se estabilizó con NH₃

COBRE					
[Cu] t ₀ (mg/L)	[Cu] t ₆ (mg/L)	Cu t ₀ (mg)	Cu t ₆ (mg)	Cu cátodo (mg)	Cu (%)
24,8	8,38	3,100	1,048	2,053	66,210

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH*	[Cu] (mg/L)	Cu (mg)	Cu en el cátodo (mg)	Cu (%)
0	9,83	24,8	3,1	0	0,000
1	10,86	23,76	2,970	0,130	4,194
2	10,72	21,1	2,638	0,463	14,919
3	10,62	18,4	2,300	0,800	25,806

4	10,61	13,77	1,721	1,379	44,476
5	10,54	10,42	1,302	1,798	57,984
6	10,54	8,38	1,048	2,053	66,210

* Se estabilizó con NH₃



FICHA TÉCNICA # 58

ENSAYO: 11

MUESTRA: Solución fuerte proveniente de ensayo 11 (I).

OBJETIVO: Recuperar oro mediante electrowinning.

CONDICIONES (J)	
Volumen de solución (mL)	82
Voltaje (V)	1,5
Tiempo (horas)	6
pH trabajo	10,5
Temperatura (°C)	20
NH ₃ (mL)	1

ORO					
[Au] to (mg/L)	[Au] t ₆ (mg/L)	Au to (mg)	Au t ₆ (mg)	Au cátodo (mg)	Au (%)
1,27	0,8	0,104	0,066	0,039	37,008

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH*	[Au] (mg/L)	Au (mg)	Au en el cátodo (mg)	Au (%)
0	10,02	1,27	0,104	0,000	0,000
1	10,88	1,26	0,103	0,001	0,787
2	10,76	1,19	0,098	0,007	6,299
3	10,63	1,03	0,084	0,020	18,898
4	10,61	0,98	0,080	0,024	22,835
5	10,51	0,88	0,072	0,032	30,709
6	10,48	0,8	0,066	0,039	37,008

* Se estabilizó con NH₃

PLATA					
[Ag] to (mg/L)	[Ag] t ₆ (mg/L)	Ag to (mg)	Ag t ₆ (mg)	Ag cátodo (mg)	Ag (%)
0,81	0,34	0,066	0,028	0,039	58,025

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH*	[Ag] (mg/L)	Ag (mg)	Ag en el cátodo (mg)	Ag (%)
0	10,02	0,81	0,066	0,000	0,000
1	10,88	0,58	0,048	0,019	28,395
2	10,76	0,58	0,048	0,019	28,395
3	10,63	0,46	0,038	0,029	43,210
4	10,61	0,54	0,044	0,022	33,333
5	10,51	0,44	0,036	0,030	45,679
6	10,48	0,34	0,028	0,039	58,025

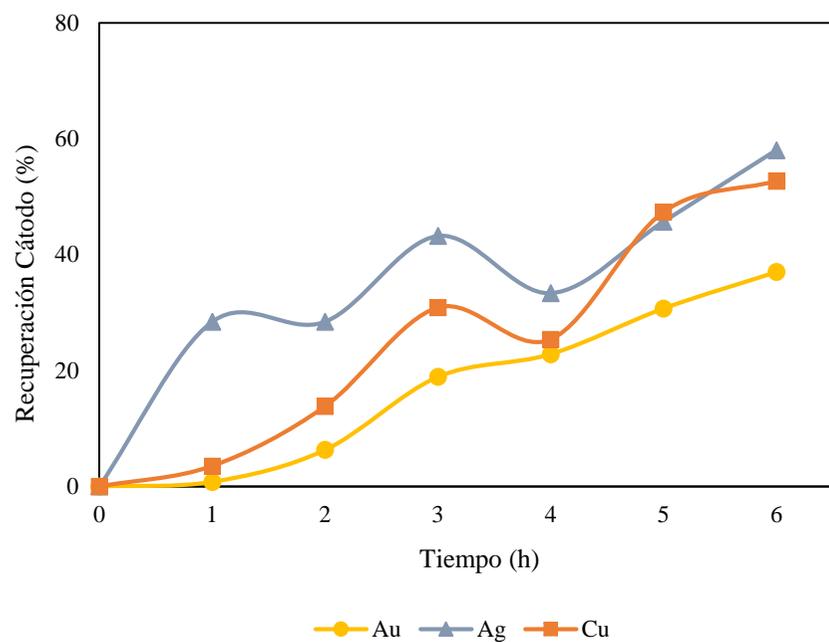
* Se estabilizó con NH₃

COBRE					
[Cu] to (mg/L)	[Cu] t ₆ (mg/L)	Cu to (mg)	Cu t ₆ (mg)	Cu cátodo (mg)	Cu (%)
7,1	3,36	0,582	0,276	0,307	52,676

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH*	[Cu] (mg/L)	Cu (mg)	Cu en el cátodo (mg)	Cu (%)
0	10,02	7,1	0,582	0,000	0,000
1	10,88	6,85	0,562	0,021	3,521
2	10,76	6,12	0,502	0,080	13,803
3	10,63	4,91	0,403	0,180	30,845

4	10,61	5,3	0,435	0,148	25,352
5	10,51	3,74	0,307	0,276	47,324
6	10,48	3,36	0,276	0,307	52,676

* Se estabilizó con NH₃



FICHA TÉCNICA # 59

ENSAYO: 11

MUESTRA: Solución fuerte proveniente de ensayo 11 (H).

OBJETIVO: Recuperar oro mediante electrowinning.

CONDICIONES (K)	
Volumen de solución (mL)	75
Voltaje (V)	0,5
Tiempo (horas)	6
pH trabajo	12
Temperatura (°C)	20

ORO					
[Au] t ₀ (mg/L)	[Au] t ₆ (mg/L)	Au t ₀ (mg)	Au t ₆ (mg)	Au cátodo (mg)	Au (%)
1,31	0,5	0,098	0,038	0,061	61,832

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH	[Au] (mg/L)	Au (mg)	Au en el cátodo (mg)	Au (%)
0	12,03	1,31	0,098	0,000	0,000
1	12,03	1,04	0,078	0,020	20,611
2	12,01	0,84	0,063	0,035	35,878
3	11,98	0,78	0,059	0,040	40,458
4	11,95	0,67	0,050	0,048	48,855
5	11,95	0,62	0,047	0,052	52,672
6	11,94	0,5	0,038	0,061	61,832

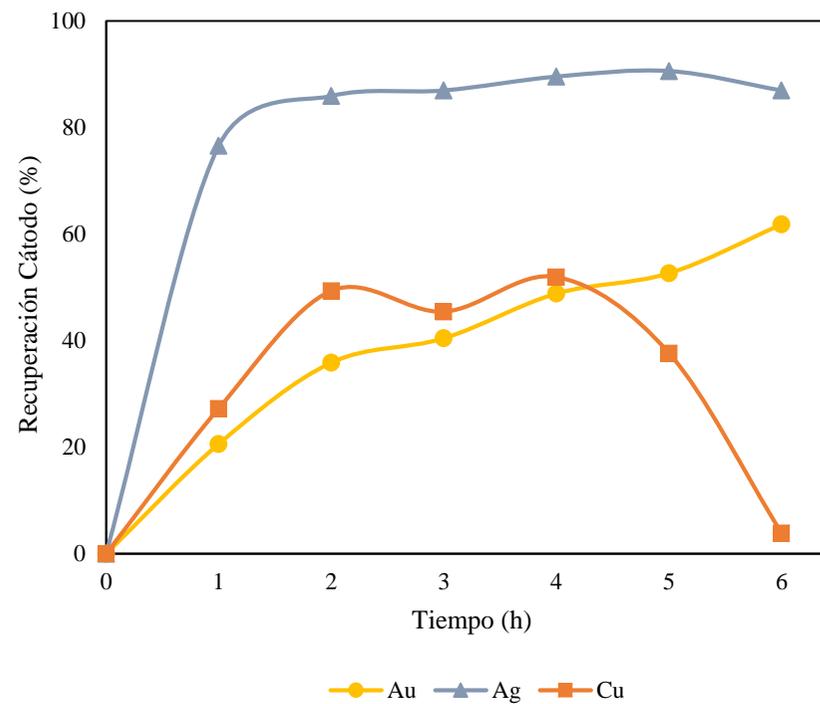
PLATA					
[Ag] to (mg/L)	[Ag] t ₆ (mg/L)	Ag to (mg)	Ag t ₆ (mg)	Ag cátodo (mg)	Ag (%)
1,92	0,25	0,144	0,019	0,125	86,979

4	11,95	0,37	0,028	0,030	51,948
5	11,95	0,48	0,036	0,022	37,662
6	11,94	0,74	0,056	0,002	3,896

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH	[Ag] (mg/L)	Ag (mg)	Ag en el cátodo (mg)	Ag (%)
0	12,03	1,92	0,144	0,000	0,000
1	12,03	0,45	0,034	0,110	76,563
2	12,01	0,27	0,020	0,124	85,938
3	11,98	0,25	0,019	0,125	86,979
4	11,95	0,2	0,015	0,129	89,583
5	11,95	0,18	0,014	0,131	90,625
6	11,94	0,25	0,019	0,125	86,979

COBRE					
[Cu] to (mg/L)	[Cu] t ₆ (mg/L)	Cu to (mg)	Cu t ₆ (mg)	Cu cátodo (mg)	Cu (%)
0,77	0,74	0,058	0,056	0,002	3,896

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH	[Cu] (mg/L)	Cu (mg)	Cu en el cátodo (mg)	Cu (%)
0	12,03	0,77	0,058	0,000	0,000
1	12,03	0,56	0,042	0,016	27,273
2	12,01	0,39	0,029	0,029	49,351
3	11,98	0,42	0,032	0,026	45,455



FICHA TÉCNICA # 60

ENSAYO: 11

MUESTRA: Solución fuerte proveniente de ensayo 11 (K).

OBJETIVO: Recuperar oro mediante electrowinning.

CONDICIONES (L)	
Volumen de solución (mL)	60
Voltaje (V)	1,5
Tiempo (horas)	6
pH trabajo	12
Temperatura (°C)	20

ORO					
[Au] to (mg/L)	[Au] t ₆ (mg/L)	Au to (mg)	Au t ₆ (mg)	Au cátodo (mg)	Au (%)
0,58	0,19	0,035	0,011	0,023	67,241

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH	[Au] (mg/L)	Au (mg)	Au en el cátodo (mg)	Au (%)
0	12,01	0,58	0,035	0,000	0,000
1	11,98	0,5	0,030	0,005	13,793
2	11,98	0,47	0,028	0,007	18,966
3	11,96	0,35	0,021	0,014	39,655
4	11,95	0,3	0,018	0,017	48,276
5	11,95	0,21	0,013	0,022	63,793
6	11,94	0,19	0,011	0,023	67,241

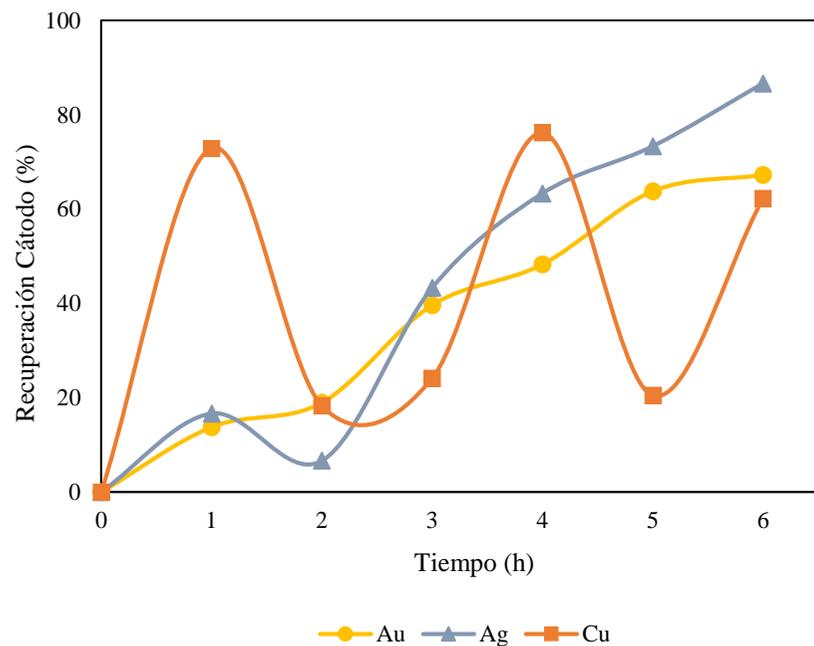
PLATA					
[Ag] to (mg/L)	[Ag] t ₆ (mg/L)	Ag to (mg)	Ag t ₆ (mg)	Ag cátodo (mg)	Ag (%)
0,30	0,04	0,018	0,002	0,016	86,667

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH	[Ag] (mg/L)	Ag (mg)	Ag en el cátodo (mg)	Ag (%)
0	12,01	0,3	0,018	0,000	0,000
1	11,98	0,25	0,015	0,003	16,667
2	11,98	0,28	0,017	0,001	6,667
3	11,96	0,17	0,010	0,008	43,333
4	11,95	0,11	0,007	0,011	63,333
5	11,95	0,08	0,005	0,013	73,333
6	11,94	0,04	0,002	0,016	86,667

COBRE					
[Cu] to (mg/L)	[Cu] t ₆ (mg/L)	Cu to (mg)	Cu t ₆ (mg)	Cu cátodo (mg)	Cu (%)
2,73	1,03	0,164	0,062	0,102	62,271

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH	[Cu] (mg/L)	Cu (mg)	Cu en el cátodo (mg)	Cu (%)
0	12,01	2,73	0,164	0,000	0,000
1	11,98	0,74	0,044	0,119	72,894
2	11,98	2,23	0,134	0,030	18,315
3	11,96	2,07	0,124	0,040	24,176

4	11,95	0,65	0,039	0,125	76,190
5	11,95	2,17	0,130	0,034	20,513
6	11,94	1,03	0,062	0,102	62,271



FICHA TÉCNICA # 61

ENSAYO: 11

MUESTRA: Solución fuerte proveniente de ensayo 11 (G).

OBJETIVO: Recuperar oro mediante electrowinning.

CONDICIONES (M)	
Volumen de solución (mL)	80
Voltaje (V)	0,5
Tiempo (horas)	6
pH trabajo	11
Temperatura (°C)	20

ORO					
[Au] to (mg/L)	[Au] t6 (mg/L)	Au to (mg)	Au t6 (mg)	Au cátodo (mg)	Au (%)
7,29	1,48	0,583	0,118	0,465	79,698

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH	[Au] (mg/L)	Au (mg)	Au en el cátodo (mg)	Au (%)
0	11,09	7,29	0,583	0,000	0,000
1	11,08	6,46	0,517	0,066	11,385
2	11,08	4,98	0,398	0,185	31,687
3	11,05	3,78	0,302	0,281	48,148
4	11,04	2,41	0,193	0,390	66,941
5	11,04	1,54	0,123	0,460	78,875
6	11,03	1,48	0,118	0,465	79,698

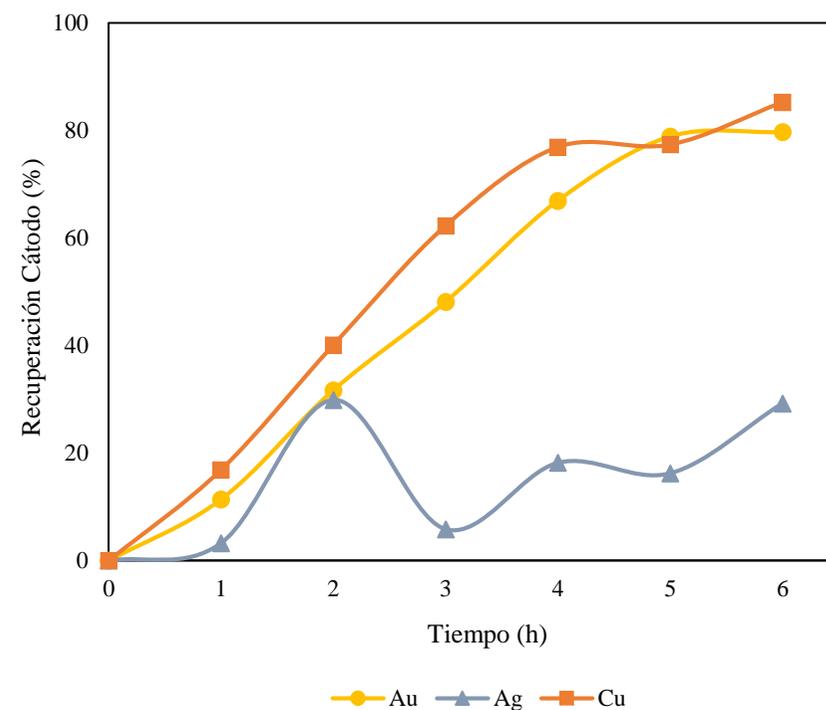
PLATA					
[Ag] to (mg/L)	[Ag] t ₆ (mg/L)	Ag to (mg)	Ag t ₆ (mg)	Ag cátodo (mg)	Ag (%)
1,54	1,09	0,123	0,087	0,036	29,221

4	11,04	2,05	0,164	0,546	76,914
5	11,04	2,01	0,161	0,550	77,365
6	11,03	1,31	0,105	0,606	85,248

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH	[Ag] (mg/L)	Ag (mg)	Ag en el cátodo (mg)	Ag (%)
0	11,09	1,54	0,123	0,000	0,000
1	11,08	1,49	0,119	0,004	3,247
2	11,08	1,08	0,086	0,037	29,870
3	11,05	1,45	0,116	0,007	5,844
4	11,04	1,26	0,101	0,022	18,182
5	11,04	1,29	0,103	0,020	16,234
6	11,03	1,09	0,087	0,036	29,221

COBRE					
[Cu] to (mg/L)	[Cu] t ₆ (mg/L)	Cu to (mg)	Cu t ₆ (mg)	Cu cátodo (mg)	Cu (%)
8,88	1,31	0,710	0,105	0,606	85,248

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH	[Cu] (mg/L)	Cu (mg)	Cu en el cátodo (mg)	Cu (%)
0	11,09	8,88	0,710	0,000	0,000
1	11,08	7,38	0,590	0,120	16,892
2	11,08	5,32	0,426	0,285	40,090
3	11,05	3,35	0,268	0,442	62,275



FICHA TÉCNICA # 62

ENSAYO: 11

MUESTRA: Solución fuerte proveniente de ensayo 11 (M).

OBJETIVO: Recuperar oro mediante electrowinning.

CONDICIONES (N)	
Volumen de solución (mL)	70
Voltaje (V)	1,5
Tiempo (horas)	6
pH trabajo	11
Temperatura (°C)	20

ORO					
[Au] to (mg/L)	[Au] t ₆ (mg/L)	Au to (mg)	Au t ₆ (mg)	Au cátodo (mg)	Au (%)
1,75	0,32	0,123	0,022	0,100	81,714

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH	[Au] (mg/L)	Au (mg)	Au en el cátodo (mg)	Au (%)
0	11,03	1,75	0,123	0,000	0,000
1	11,03	1,48	0,104	0,019	15,429
2	11,01	1,31	0,092	0,031	25,143
3	10,97	0,89	0,062	0,060	49,143
4	10,96	0,61	0,043	0,080	65,143
5	10,96	0,42	0,029	0,093	76,000
6	10,94	0,32	0,022	0,100	81,714

PLATA					
[Ag] to (mg/L)	[Ag] t ₆ (mg/L)	Ag to (mg)	Ag t ₆ (mg)	Ag cátodo (mg)	Ag (%)
1,09	0,07	0,076	0,005	0,071	93,578

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH	[Ag] (mg/L)	Ag (mg)	Ag en el cátodo (mg)	Ag (%)
0	11,03	1,09	0,076	0,000	0,000
1	11,03	1,07	0,075	0,001	1,835
2	11,01	0,42	0,029	0,047	61,468
3	10,97	0,23	0,016	0,060	78,899
4	10,96	0,15	0,011	0,066	86,239
5	10,96	0,11	0,008	0,069	89,908
6	10,94	0,07	0,005	0,071	93,578

COBRE					
[Cu] to (mg/L)	[Cu] t ₆ (mg/L)	Cu to (mg)	Cu t ₆ (mg)	Cu cátodo (mg)	Cu (%)
1,31	0,09	0,092	0,006	0,085	93,130

CINÉTICA					
Tiempo (h)	pH	[Cu] (mg/L)	Cu (mg)	Cu en el cátodo (mg)	Cu (%)
0	11,03	1,31	0,092	0,000	0,000
1	11,03	1,17	0,082	0,010	10,687
2	11,01	0,65	0,046	0,046	50,382
3	10,97	0,32	0,022	0,069	75,573

4	10,96	0,2	0,014	0,078	84,733
5	10,96	0,29	0,020	0,071	77,863
6	10,94	0,09	0,006	0,085	93,130

