



UNIVERSIDAD DE SONORA
DIVISIÓN DE INGENIERÍA

POSGRADO EN CIENCIAS DE LA INGENIERÍA

EXTRACCIÓN DEL COMPLEJO ORO TIOSULFATO
UTILIZANDO GUANIDINA EN UNA RESINA DE
INTERCAMBIO ANIÓNICO

TESIS

QUE PARA OBTENER EL GRADO DE:

MAESTRO EN CIENCIAS DE LA INGENIERÍA

PRESENTA:

MIRIAM EDITH CHAPARRO FÉLIX

HERMOSILLO, SONORA

NOVIEMBRE 2008.

Universidad de Sonora

Repositorio Institucional UNISON



“El saber de mis hijos
hará mi grandeza”



Excepto si se señala otra cosa, la licencia del ítem se describe como openAccess

UNIVERSIDAD DE SONORA

APROBACION DEL JURADO

de la tesis presentada por:

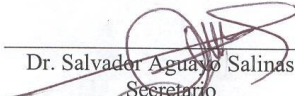
MIRIAM EDITH CHAPARRO FÉLIX

Esta tesis ha sido revisada por cada uno de los miembros del Jurado y por mayoría de votos la han encontrado satisfactoria.

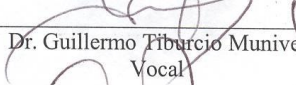
10-Nov-08
Fecha


Dr. Jesús Leobardo Valenzuela García
Presidente

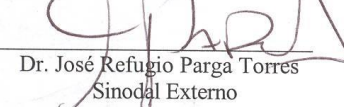
10-Nov-08
Fecha


Dr. Salvador Aguayo Salinas
Secretario

10-Nov-08
Fecha


Dr. Guillermo Tiburcio Munive
Vocal

10-Nov-08
Fecha


Dr. José Refugio Parga Torres
Sinodal Externo

UNIVERSIDAD DE SONORA
AUTORIZACION DEL EXAMEN DE GRADO

Noviembre 18, de 2008.

Por la presente se hace constar que la estudiante **MIRIAM EDITH CHAPARRO FELIX**, ha cumplido satisfactoriamente con los requisitos académicos correspondientes para la realización del Examen de Grado del programa de Maestría en Ciencias de la Ingeniería.



DR. VICTOR MANUEL SANCHEZ CORRALES
COORDINADOR
POSGRADO EN CIENCIAS DE LA INGENIERIA

RESUMEN

Se estudió, a nivel de laboratorio el comportamiento de la extracción del complejo oro-tiosulfato utilizando la resina de intercambio iónico AuRIX[®]100 en medio tiosulfato-amoniaco en una primera etapa sistema batch: Los ensayos se realizaron en un reactor agitado, manteniendo constante la temperatura en 25 °C y con una razón volumen de disolución/masa de resina de 50 ml/g durante 3 h. Las variables evaluadas fueron las siguientes: pH de 9 a 11.5, [(NH₄)₂S₂O₃] 0.0064-0.04 M, [Au]_i 1-8 mg/l, [NH₄OH] 0.030-0.816 M. De los resultados obtenidos es posible destacar que la adsorción de oro fue rápida, la presencia de tiosulfato favoreció fuertemente la adsorción y la presencia de amoniaco, en cambio, no la afectó mayormente. Además, se estudió efectos de temperatura de 25 °C, 35 °C y 45 °C, lo anterior sugiere que la temperatura no influye significativamente en la velocidad de extracción aunque provoca cambios en los equilibrios químicos que ocurren en el sistema, lo recomendable es trabajar a temperatura ambiental, la velocidad de agitación de 200, 500 y 800 rpm, no fue factor determinante sobre la velocidad de extracción, el pH óptimo es de 10.5, [Au]_i 1 mg/l, 0.292 M de NH₄OH y porcentajes de extracción alrededor de 92-99 %.

También se realizaron pruebas por etapas en una columna dividida en 4 secciones, conectadas en serie, a 25 °C, 500 rpm, [Au]_i 1 mg/l, [(NH₄)₂S₂O₃] 0.04 M, pH de 10.5, en 25 h. Se realizaron tres corridas experimentales, en las cuales se mantiene fija la cantidad de resina 5 gramos en cada una de las cuatro secciones de la columna, con 7.43 ml/min, 15 ml/min, 23 ml/min, el flujo de alimentación de solución, en su equivalente a 89, 180 y 276 BVH. Los resultados demuestran que al aumentar el flujo aumenta la concentración de salida de la solución, esto indica que a mayor flujo el tiempo para alcanzar la concentración de saturación de la resina es menor y en caso de manejar flujos mayores sería necesario una quinta sección en la columna, para lograr la recuperación total del ión intercambiado. De esta manera se obtuvieron las bases específicas para la aplicación de la resina AuRIX[®]100 a nivel industrial.

ABSTRACT

The behavior of the extraction of gold-thiosulfate complex was studied at the lab using ion exchange resin AuRIX[®]100 in thiosulfate-ammonia environment in a first stage of the batch system: Assays were carried out in an agitated reactor, keeping temperature constant at 25 °C and with a rate volume of dissolution/ mass of resin of 50 ml/g during 3 hrs. The evaluated variables were the following: pH of 9 to 11.5, [(NH₄)₂S₂O₃] 0.0064-0.04 M, [Au]_i 1-8 mg/l, [NH₄OH] 0.030-0.816 M. Results showed that it is possible to point out that gold adsorption was fast, thiosulfate presence really favoured the adsorption and ammonia presence, on the other hand, it did not affect it much. In addition, temperature effects at 25 °C, 35 °C and 45 °C were studied, and proposed that even though temperature did not significantly influence on extraction speed, it produced changes on the chemical equilibrium that occur in the system, it is advisable to work at environmental temperature, the agitation speed of 200, 500 and 800 rpm, was not an important factor about the extraction speed, the optimal pH is 10.5, [Au]_i 1 mg/l, 0.292 M of NH₄OH and extraction rate of about 92 -99%.

Likewise, tests by stages were carried out in a column divided in 4 sections, connected in a series, at 25 °C, 500 rpm, [Au]_i 1 mg/l, [(NH₄)₂S₂O₃] 0.04 M, pH of 10.5, in 25 hrs. Three experimental runs were carried out, in which the amount of resin, 5 grams in each one of the four sections of the column, keeps stable, with 7.43 ml/min, 15ml/min, 23 ml/ min, the solution feeding flow, in its equivalent to 89, 180 and 276 BVH. Results show that when flow increased, the solution outlet concentration increased, this means that at higher flow the time to meet the saturation concentration of resin is lower and in case of handling greatest flows it would be necessary a fifth section in the column, to obtain the total recovery of exchanged ion. This way the specific bases to use resin AuRIX[®]100 at industrial level were obtained.

DEDICATORIA

Primeramente a DIOS por estar siempre conmigo espiritualmente, por darme todo en la vida, por permitirme alcanzar esta meta y por derramar una de las bendiciones más grandes sobre mi vida "mi Familia".

A mis padres María Elena Félix de Chaparro y Fermín Chaparro Márquez, a mi mamá, a quien admiro por su inteligencia y paciencia, por su apoyo incondicional y por la confianza depositada en mí, por el privilegio que me da al compartir la vida con ella. A mi padre que ha sido un ejemplo para mí, gracias por brindarme su apoyo, por enseñarme el sentido de la responsabilidad y puntualidad, por estar conmigo siempre, por su confianza, con amor y agradecimiento. ¡Los quiero padres!

A mi abuelito por quererme y consentirme tanto, aunque ya no se encuentre con nosotros siempre estarás en mi corazón, abuelo te quiero mucho.

A mis hermanos Filiberto, Edgar, Ezequiel, Rafael, e Iván de Jesús, por brindarme su cariño y su apoyo incondicional, por ser un buen ejemplo para mí.

A mis sobrinos Amairany, Yatzil, Estefany, Yaquelin, Eduardo, Emmanuel y Fernando. Mis niños!, con especial cariño, por recordarme un poco mi feliz infancia.

TABLA DE CONTENIDO

	Página
RESUMEN.....	iv
ABSTRACT.....	v
LISTA DE FIGURAS.....	x
LISTA DE TABLAS.....	xiii
NOMENCLATURA.....	xiv
AGRADECIMIENTOS.....	xv
1. INTRODUCCIÓN Y OBJETIVOS.....	1
1.1. Introducción.....	1
1.2. Objetivos.....	4
1.2.1. Objetivos General.....	4
1.2.2. Objetivos Específicos.....	4
2. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA.....	5
2.1. Generalidades del Procesamiento de oro.....	5
2.2. Alternativas Para la Recuperación de oro de Lixiviación.....	5
2.3. Lixivantes Alternativos Para la Extracción de oro y Plata.....	9
2.4. Isotermas de Adsorción.....	13
2.4.1. Modelo de Langmuir.....	13
2.4.2. Modelo de Freundlich.....	14
2.6. Aplicación de Resina de Intercambio Iónico.....	29
2.6.1. Estructura Química General de la Guanidina.....	29
2.7. Propiedades Típicas de la Resina.....	30
2.7.1. Propiedades Físicas.....	30
2.7.2. Propiedades de Trabajo.....	30
2.7.3. Propiedades Hidráulicas de la Resina AuRIX®100.....	31
2.7.3.1. Distribución del Tamaño.....	31

2.8.	Antecedentes de Lixiviación con Tiosulfato de Amonio.....	32
2.8.1.	Disolución de oro.....	32
3.	METODOLOGÍA.....	35
3.1.	Materiales y Métodos.....	35
3.1.1.	Materiales.....	35
3.1.2.	Equipos Utilizados.....	36
3.1.3.	Reactivos.....	36
3.1.3.1.	Generalidades del Tiosulfato de Amonio.....	36
3.2.	Análisis de oro.....	37
3.3.	Caracterización de la Resina AuRIX®100.....	38
3.4.	Pruebas de Adsorción.....	38
3.4.1.	Pruebas de Equilibrio.....	38
3.4.2.	Pruebas Batch.....	39
3.4.3.	Pruebas en Columna.....	39
3.5.	Técnica Experimental.....	40
3.6.	Variables del Proceso.....	42
3.7.	Condiciones de Operación.....	44
4.	RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....	45
4.1.	Análisis de Caracterización de la Resina AuRIX®100.....	45
4.1.1.	Análisis de Rayos X.....	45
4.1.2.	Análisis de Microscopía Electronica de Barrido (MEB).....	46
4.2.	Adsorción de oro en AuRIX® 100.....	49
4.2.1.	Comportamiento de los Parámetros de Adsorción.....	49
4.2.1.1.	Efecto de la Activación de la Resina AuRIX®100..	50
4.2.1.2.	Efecto de la Concentración Inicial de oro.....	51
4.2.1.3.	Efecto de la Concentración de Tiosulfato de Amonio.....	52
4.2.1.4.	Efecto de la Concentración de Hidróxido de	

Amonio.....	54
4.2.1.5. Efecto de la Velocidad de Agitación.....	55
4.2.1.6. Efecto del Tiempo de Contacto.....	58
4.2.1.7. Efecto del pH.....	59
4.2.1.8. Efecto de la Temperatura.....	64
4.3. Capacidad de Carga de la Resina.....	65
4.4. Pruebas en Etapas.....	67
4.4.1. Resultados Experimentales de la Etapa Continua en Columna Empacada con Resina.....	67
4.5. Análisis de las Isotermas de Adsorción.....	71
5. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	74
5.1. Conclusiones.....	74
5.2. Recomendaciones.....	76
APÉNDICE.....	77
A. Tablas de Resultados Experimentales.....	77
B. Diagramas Eh-pH.....	85
C. Fotografías de Equipo.....	88
BIBLIOGRAFÍA.....	90

LISTA DE FIGURAS

Figura	Página
1. Diagrama de flujo de la lixiviación de oro y plata.....	6
2. Estructura química de la guanidina.	30
3. Esquema de metodología desarrollada en pruebas batch.	41
4. Esquema de metodología desarrollada en pruebas en columna.	42
5. Difractograma de Rayos X: 201908 RAW, Resina AuRIX [®] 100.....	45
6. Difractograma de Rayos X: 201909 RAW, Resina AuRIX [®] 100, pH=10, [Au] _i = 3 mg/l.....	46
7. (a) Micrografía de MEB de la resina AuRIX [®] 100 con aumento 50 X. (b) Micrografía de MEB de la resina AuRIX [®] 100 con aumento 750 X.....	47
8. (c) Micrografía de MEB de la resina AuRIX [®] 100, pH= 10, [Au] _i = 3 mg/l con aumento 50 X. (d) Micrografía de MEB de la resina AuRIX [®] 100, pH= 10, [Au] _i = 3 mg/l con aumento 750 X.....	48
9. (e) Micrografía de MEB AuRIX [®] 100 con aumento 50X, en solución industrial con oro, cianuro, y cal como modificador de pH[10]. (f) Micrografía de MEB de la resina AuRIX [®] 100. Condiciones: [Au] _i = 1 mg/l; 5 g. de AuRIX [®] 100; pH= 9.0 y T= 25 °C, con aumento 50 X e hidróxido de amonio como modificador de pH.....	48
10. (g) Micrografía de MEB de la resina AuRIX [®] 100 con aumento de 100 X. (h) Micrografía de MEB de la resina AuRIX [®] 100, con aumento de 50 X.....	49
11. (i). Micrografía de MEB de la resina AuRIX [®] 100, resina sin activar, con aumento de 75 X. (j) Micrografía de MEB de la resina AuRIX [®] 100, resina sin activar, con aumento de 50 X.....	49
12. Efecto de activación de la resina AuRIX [®] 100 en la extracción de oro. Condiciones: [Au] _i = 1 mg/l; 5 g. de AuRIX [®] 100; pH= 9.0 y T= 25 °C.....	50
13. Efecto de la concentración inicial en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX [®] 100. Condiciones: [Au] _i = 1, 2, 8 mg/l; 0.04 M (NH ₄) ₂ S ₂ O ₃ ; 500 rpm;	

	5 g. de resina AuRIX®100; pH= 10.5; T= 25 °C y S/L=20 g/l.....	51
14.	Efecto de la concentración de tiosulfato de amonio en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX®100, en función del tiempo. Condiciones: [Au] _i = 1 mg/l; 0.00674, 0.03, 0.04 M (NH ₄) ₂ S ₂ O ₃ ; 500 rpm; 5 g. de resina AuRIX®100; pH= 10.5 y T= 25 °C.....	53
15.	Efecto de la concentración de hidróxido de amonio en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX®100. Condiciones: [Au] _i = 1 mg/l; 0.04 M (NH ₄) ₂ S ₂ O ₃ ; 500 rpm; 5 g. de resina AuRIX®100; pH= 10.5 y T= 25 °C.....	55
16.	Efecto de la velocidad de agitación en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX®100. Condiciones: [Au] _i = 1 mg/l; 0.04 M (NH ₄) ₂ S ₂ O ₃ ; 5 g. de AuRIX®100; pH= 10.5 y T= 25 °C.....	56
17.	Comportamiento en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX®100 con respecto a la velocidad de agitación 200, 500 y 800 (rpm). Condiciones: [Au] _i =1 mg/l; 0.04 M (NH ₄) ₂ S ₂ O ₃ ; 5 g. de AuRIX®100; pH=10.5 y T=25 °C..	57
18.	Efecto del tiempo de contacto en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX®100. Condiciones: [Au] _i = 1, 2, 8 mg/l; 0.04 M (NH ₄) ₂ S ₂ O ₃ ; 500 rpm; 5 g. de AuRIX®100; pH= 10.5 y T= 25 °C.....	58
19.	Efecto del pH en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX®100. Condiciones: [Au] _i = 1 mg/l; 0.04 M (NH ₄) ₂ S ₂ O ₃ ; 500 rpm; 5 g. de AuRIX®100; pH= 9-11 y T= 25 °C.....	60
20.	Efecto del pH en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX®100. Condiciones: [Au] _i = 2 mg/l; 0.04 M (NH ₄) ₂ S ₂ O ₃ ; 500 rpm; 5 g. de AuRIX®100; pH= 9-10.5 y T= 25 °C.....	61
21.	Efecto del pH en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX®100. Condiciones: [Au] _i = 8 mg/l; 0.04 M (NH ₄) ₂ S ₂ O ₃ ; 500 rpm; 5 g. de AuRIX®100; pH= 9-10.5 y T= 25 °C.....	62
22.	Efecto del pH en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX®100. Condiciones: [Au] _i = 1 mg/l; 0.04 M (NH ₄) ₂ S ₂ O ₃ ; 500 rpm; 5 g. de AuRIX®100 y T= 25 °C.....	63
23.	Efecto de la temperatura en la extracción de oro al utilizar Resina	

	AuRIX [®] 100. Condiciones: [Au] _i = 1 mg/l; 0.04 M (NH ₄) ₂ S ₂ O ₃ ; 500 rpm; 5 g. de AuRIX [®] 100; pH= 10.5.....	64
24.	Capacidad máxima de carga en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX [®] 100. Condiciones: [Au] _i = 1 mg/l; 0.04 M (NH ₄) ₂ S ₂ O ₃ ; 500 rpm; 5 g. de AuRIX [®] 100; pH= 10.5; T= 25 °C; tiempo de contacto= 3 h y tiempo final= 18 h.....	66
25.	Perfil en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX [®] 100, en las secciones de la columna con velocidad de 0.50, con flujo de 7.43 ml/min, con un flujo de solución equivalente a 89 BVH.....	68
26.	Perfil de la concentración de oro, en las secciones de la columna con velocidad de 0.60, con flujo de 15 ml/min, con un flujo de solución equivalente a 180 BVH.....	69
27.	Comportamiento en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX [®] 100 en las secciones de la columna con velocidad de 0.70, con flujo de 23 ml/min, con un flujo de solución equivalente a 276 BVH.....	70
28.	Perfil de la concentración en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX [®] 100 de la primera sección de la columna manejando diferentes flujos.....	71
29.	Isoterma de Adsorción de Langmuir. Condiciones: Tiempo de contacto: 3 h, pH= 10.5 T= 25 °C, $y = 0.1455x + 5.8033$, $R^2 = 0.8574$	72
30.	Isoterma de Adsorción de Freundlich Condiciones: Tiempo de contacto: 3 h, pH= 10.5 T= 25 °C, $y = 0.438x - 0.4701$, $R^2 = 0.82$	73

LISTA DE TABLAS

Tabla	Página
1. Comparación de parámetros de lixiviación para diferentes minerales.....	28
2. Propiedades típicas del tiosulfato de amonio.....	36
3. Variables que fueron estudiadas y su rango de evaluación.....	40
4. Parámetros de los modelos de Langmuir, Freundlich y sus correspondientes coeficientes recorrelación.....	72

NOMENCLATURA

[Au] _i	Concentración inicial de oro.
μm	Micrómetro.
A	Ambiente.
Ret.	Retención (h).
% de Rec.	Porcentaje de recuperación.
rpm	Revoluciones por minuto.
BVH	Volúmenes de lecho de resina por hora.
H _(ac)	Solución acuosa.
G	Guanidina.

AGRADECIMIENTOS

A la Universidad de Sonora por brindarme su apoyo durante mi investigación y por haberme brindado la oportunidad de formarme como Maestro en Ciencias de la Ingeniería.

Al Departamento de Ingeniería Química y Metalurgia y Maestría en Ciencias de la Ingeniería, por haberme aceptado en la Maestría y por el apoyo brindando en mi Tesis de Maestría, al Laboratorio de Servicios de Metalurgia.

Al Consejo Nacional de Ciencia y Tecnología (CONACYT), por el apoyo proporcionado para realizar mis estudios de maestría con la cual pude solventar mi estancia, y poder realizar mis estudios.

Al apoyo de la empresa COGNIS con la cuál se tiene un convenio firmado en la División de Ingeniería y se desarrolló en instalaciones de la Universidad de Sonora.

A mi director de tesis Dr. Jesús Leobardo Valenzuela García, por todo el apoyo, asesorías y la confianza brindada desde mí llegada a la Maestría, por compartir su tiempo, y conocimientos.

A M.C. Juan Arevalo Amezcua quien me ayudo bastante, desde que empezó mi etapa de experimento, ¡Gracias Maestro por brindarme esa confianza, y por compartir sus conocimientos conmigo!.

A mis asesores y maestros Dr. Guillermo Tiburcio Munive, Dr. Salvador Aguayo Salinas, Dr. José Refugio Parga Torres, M.C. Alejandro Valenzuela, Dr. Manuel Pérez Tello y Dr. Víctor Manuel Sánchez Corrales, por su valiosa colaboración en la elaboración de esta Tesis, porque de alguna manera u otra han contribuido a que este trabajo quedara lo mejor posible. ¡Gracias!.

A todos mis maestros, por brindarme sus conocimientos, enseñanzas y el interés que han despertado en mí para prepararme constantemente, con profundo respeto y admiración.

En general a todos mis compañeros y amigos de la Maestría, Lizeth, Norma, Karla, Rafael, por todos los momentos compartidos, a todas mis amigas por su gran apoyo.

A Faviola, por brindarme su amistad y por enseñarme a vivir más feliz!. A Evelyng, gracias por esos momentos de alegría. A Angélica por creer en mí, y a mis grandes amigas de siempre, Claudia, Karla, María Elena, Antonia, Flor. ¡Gracias por la amistad!.

A todas aquellas personas que brindándome su apoyo, amistad y conocimiento me ayudaron en la realización de este trabajo.

¡Gracias a todos que de alguna forma u otra me ayudaron a realizar este sueño!.

CAPITULO 1

1. INTRODUCCIÓN Y OBJETIVOS

1.1. Introducción.

Entre los principales productores de oro a nivel nacional sobresalen los estados de Sonora, Chihuahua y Durango, con base en la estadística que mensualmente recaba el INEGI en las empresas del sector minero en México, a continuación se informan los resultados en el sexto mes de 2008, se detalla la evolución por grupo de metales y minerales, así como la producción minera por entidad federativa, entre los metales preciosos (utilizados tanto para fines industriales, como en la acuñación de moneda y joyería), la de oro alcanzó 3,690 kilogramos, lo que significó un incremento de 15.4 %, y la producción minera por entidad federativa (referida únicamente a las actividades de extracción y beneficio de minerales metálicos y no metálicos) presentó los siguientes resultados durante junio de 2008: la mayor producción de oro se obtuvo en Sonora que aportó 28.5 % del total nacional [59, 60].

Durante los últimos 100 años se ha hecho bastante uso del cianuro para la extracción de oro a partir de sus minerales, proceso que ha demostrado una eficiencia tecnológica ampliamente aceptada. Por eso hoy en día, el proceso más utilizado para la disolución de oro es la lixiviación con cianuro [2]. Esto se debe a su alta eficiencia de extracción a partir de una gran variedad de menas y concentrados, bajo costo, química de reacción simple y estabilidad. Sin embargo, presenta algunas desventajas, como ser altamente tóxico, lo que le hace incompatible con las normas ambientales que regulan los vertidos de las plantas mineras en algunos países; además, presenta bajas velocidades de disolución con respecto a otros agentes lixiviantes, no es selectivo y forma compuestos complejos con una gran variedad de iones metálicos, como los llamados cianicidas, aumentando su consumo.

Por todo ello, en la década de los 80, se comienza a prestar considerable atención a nuevas alternativas para la lixiviación del oro con el fin de solucionar la problemática citada. Para ello, se buscan nuevos reactivos que mejoren la velocidad de lixiviación del oro que logren procesar menas refractarias, como por ejemplo, en presencia de cobre.

Uno de los agentes lixiviantes que minimiza los problemas anteriores es el tiosulfato, reactivo que en medio amoniacal aumenta la velocidad de disolución de oro, permitiendo el uso de reactores de lixiviación más pequeños. El tiosulfato resulta ser menos tóxico, medioambientalmente menos dañino y más selectivo que el cianuro.

Procesos alternativos de lixiviación para la recuperación de oro se han investigado e implementado por cortos periodos y/o en pequeña escala. Las investigaciones actuales concuerdan en indicar que el tiosulfato es uno de los procesos con las mejores opciones como alternativa no tóxica para sustituir al cianuro [38]; consecuentemente se vienen haciendo esfuerzos significativos en el estudio de esta tecnología.

El proceso hidrometalúrgico del oro representa el método más importante desarrollado para la extracción del oro y es la técnica más usada a escala comercial en el mundo. Por esa razón, resulta de suma importancia comprender los fundamentos de la lixiviación de menas auríferas y las diversas tecnologías que se aplican en la actualidad.

De especial importancia es el control de las variables y parámetros de proceso que involucran la extracción del oro desde sus menas y el tratamiento de menas difíciles de lixiviar. La extracción de oro desde soluciones cianuradas se basa en dos procesos de actualidad, como la tecnología del carbón activado y el proceso Merrill-Crowe. Ambas técnicas son revisadas prestándose especial incidencia en la selección de la más óptima de acuerdo a las características del proceso.

El tiosulfato tiene la propiedad de acomplejar al oro; el tiosulfato de amonio, $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$, se utiliza como fertilizante y la presencia de cobre es necesario para el proceso, el cual es perjudicial en el caso del cianuro; el complejo de oro–tiosulfato no se adsorbe por el carbón, lo cual es una ventaja frente a minerales de tipo carbonáceo; la recuperación de oro a partir de soluciones de tiosulfato es factible. Diversas pruebas a nivel de laboratorio han demostrado rendimientos y cinética semejante al proceso con cianuro [38].

Existe cierto consenso en el mundo científico con respecto al uso del tiosulfato de amonio como un método alternativo al del cianuro; pero el proceso aun no ha logrado aplicaciones comerciales a pesar de que ha sido descubierto hace mucho tiempo. Dificultades inherentes a la química de la solución y métodos adecuados de recuperación han limitado mayor progreso del método.

La aplicación de la extracción de oro con tiosulfato de amonio, es con la finalidad de crear nuevas posibilidades dentro de la minería. Si bien el método más utilizado es la extracción de oro por cianuración, se tiene un excesivo consumo de cianuro al reaccionar con los minerales sulfurados.

En los estudios anteriores de A. Valenzuela et al, [45], realizaron un “estudio de la resina AuRIX[®]100 de intercambio iónico, para recuperar oro de soluciones cianuradas”, donde el objetivo fundamental fue demostrar la viabilidad del uso de la resina para su aplicación a nivel industrial, la resina se puede regenerar, y en la presente investigación se evaluó la eficiencia de la resina de intercambio iónico AuRIX[®]100, para la extracción del complejo oro-tiosulfato, por lo que al desarrollarse la presente investigación se amplían nuevas posibilidades viables para la extracción de oro.

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo General:

Evaluar la eficiencia de la resina de intercambio iónico AuRIX[®]100, para la extracción del complejo oro-tiosulfato de amonio.

1.2.2. Objetivos Específicos:

- 1.** Determinación experimental en pruebas batch: efecto del pH, relación resina/solución, efecto de la concentración de tiosulfato y efecto de la concentración de NH₃, efecto de la concentración inicial de oro.
- 2.** Obtención las isothermas de adsorción.
- 3.** Ajuste de las isothermas conocidas.
- 4.** Determinación experimental pruebas en columnas: relación resina/solución, flujo de solución equivalente a los BVH, efecto de la concentración de la solución de oro.

CAPITULO 2

2. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

2.1. Generalidades del Procesamiento de oro.

Sonora es un estado rico en minería de oro, cobre, plata, molibdeno, etc., siendo las minas “La Herradura” y “Mulatos” las más importantes en extracción de oro. También existen grandes proyectos mineros como, “El Chanate”, “Cerro Colorado”, “San Antonio”, “Lluvia de Oro”, “Álamo Dorado” y “San Francisco”.

Dentro de la minería se han desarrollado procesos para la concentración y purificación acuosa de los metales preciosos existen procesos, el proceso Merrill-Crowe o cementación, adsorción en carbón activado, resinas de intercambio iónico, y extracción por solventes.

Los procesos de extracción de metales se han desarrollado para recuperar y producir metales de alta pureza a partir de minerales y concentrados. La metalurgia extractiva del oro, ha tenido un mayor desarrollo respecto a los demás metales y esto lo refleja el hecho de los avances en la química de la recuperación.

2.2. Alternativas Para Recuperación de oro de Lixiviación.

Los metales preciosos el oro y la plata, se han usado por miles de años debido a sus múltiples aplicaciones. Los métodos de lixiviación donde la solución rica en oro y plata se clarifica para posteriormente tratarla por alguno de los métodos de recuperación son: Adsorción en Carbón activado, proceso Merrill-Crowe, resinas de intercambio iónico y extracción por solventes.

Análisis de los diferentes procesos para recuperar oro y plata, la recuperación de oro y plata de soluciones de cianuración es típicamente llevada a cabo por los métodos convencionales de adsorción con carbón (para soluciones diluidas y cuando predomina oro) o por el proceso Merrill-Crowe precipitación con polvo de zinc (para soluciones ricas y cuando predomina plata). En la actualidad han surgido otros procesos como el uso de resinas de intercambio iónico y extracción por solventes. En la siguiente Figura se muestran las operaciones para la lixiviación de oro y plata.

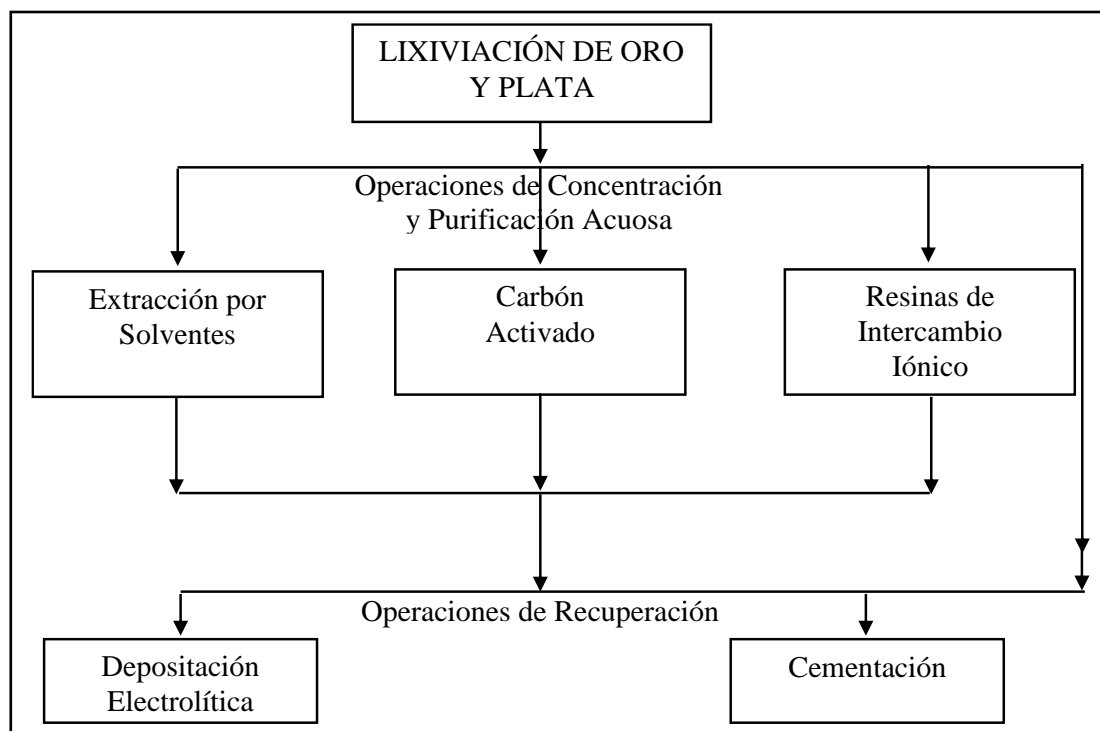


Figura 1. Diagrama de flujo de la lixiviación de oro y plata.

(1) *Cementación- Proceso Merrill-Crowe.* También es llamado método de cementación con polvo de zinc es el sistema empleado para soluciones que contienen alta concentración de oro, es un proceso electroquímico el cual involucra la reacción de oxidación del zinc y la reacción de reducción del anión cianuro de oro. La plata es depositada en la superficie catódica mientras que el zinc se disuelve en los sitios anódicos. En este proceso los electrones son conducidos entre estas dos fases metálicas.

La cementación de oro es una reacción de primer orden y es limitada por un mecanismo de difusión. En algunos casos la morfología del depósito de oro puede afectar significativamente la cinética de la reacción como es el caso de la adición de los iones plomo. Las ventajas de este proceso, la concentración de cianuro es crítica en la reacción de cementación, en bajas concentraciones de cianuro se forma película de hidróxido de zinc la cual evita que la reacción de cementación se lleve a cabo. La adición de iones plomo a solución de cementación es benéfica ya que la estructura del depósito de plata es dendrítica la cual incrementa la velocidad de cementación. La innovación en este proceso es el desarrollo de unidades móviles de precipitación.

(2) *En Adsorción en Carbón Activado.* El proceso de recuperación de oro con carbón activado ha revolucionado el método de la obtención de estos metales. Este proceso generalmente se utiliza para tratar grandes volúmenes de soluciones de baja concentración de oro o generalmente para soluciones de cianuración que contienen oro. Las ventajas que presenta, se puede tratar mineral fino sin que se efectúe una separación mecánica de la solución cargada con oro del mineral lixiviado evitándose con esta técnica el costo de filtración. Debido a estas características el proceso de carbón activado presenta la mejor alternativa para recuperar oro de arcillas en las cuales el proceso de filtración no es muy eficiente. Las desventajas que presenta, se manejan alta temperatura o a presión el proceso es rápido pero más caro. El carbón se tiene que reactivar, es llevado a cabo lavando el carbón con una solución diluida de ácido nítrico. Se manejan temperatura de temperatura entre 600-700 °C durante 30 minutos. La disolución del oro del carbón activado es efectiva si se utiliza un anión que forme un complejo fuerte con el oro y un solvente orgánico el cual incrementa la reactividad del cianuro y estabiliza el ión cianuro en solución.

(3) *Resinas de Intercambio Iónico.* Este proceso de utilizar resinas para la recuperación de metales preciosos de soluciones de cianuración fue propuesto en 1950 como una alternativa para el proceso de cementación con polvo de zinc. Las ventajas que presentan las resinas no necesitan lavados ácidos como el carbón activado, la velocidad y carga en

el equilibrio, la reducción en el inventario de resinas en comparación con CIP, la lección se realiza a temperatura ambiente, no se necesita reactivación para la remoción de material orgánico. No necesitan tratamientos térmicos para su reactivación. Las desventajas presenta menor selectividad sobre otros metales, las partículas de resinas son de menor tamaño que CIP (-28 +20 mallas), presenta menor resistencia a la abrasión y atrición en tanques de adsorción, las resinas son menos densas que el CIP y tienden a acumularse en la superficie de la pulpa además problemas encontrados en la disolución de oro de las resinas, alto costo del proceso esta tecnología no tuvo impacto en la industria minera. En la actualidad debido al gran incremento en el valor que tiene el oro ha despertado nuevamente el interés en desarrollar una técnica adecuada para la utilización eficiente de las resinas en la recuperación de oro y plata de soluciones de cianuración. En Rusia esta tecnología ha tenido un gran desarrollo ya que se ha adaptado en algunas plantas de cianuración con buenos resultados. La química de la recuperación de metales preciosos de soluciones de cianuración se basa en el uso de resinas de base fuerte o débil. Las resinas de base fuerte son por lo general menos selectivas ya que aparte de absorber Au atrapan otras impurezas como el Cu y Zn. La capacidad es grande y en este tipo de resinas el efecto de pH es menor. Las resinas de base débil son generalmente más selectivas para adsorber oro pero la capacidad es menor [35].

(4) *Extracción por Solventes*. Consiste en la extracción del anión cianuro de oro que se encuentra en una solución de cianuración, mediante la adición de un solvente orgánico (receptor) el cuál es inmisible en la fase acuosa. Generalmente, en este proceso las fases orgánicas y acuosas, fluyen a contracorriente y son introducidas por la parte inferior del mezclador, donde en esta etapa se lleva a cabo la transferencia del anión de cianuro de oro. Posteriormente esta mezcla homogénea es descargada en un separador donde por diferencia de densidades, la fase orgánica, portadora del anión de oro es separada de la fase acuosa o licor de cianuración agotado. La fase orgánica resultante es mezclada con una solución acuosa la cual debe de tener la propiedad de extraer el anión de cianuro de oro y a la vez regenerar la fase orgánica. Esta solución acuosa es un electrolito concentrado y libre de impurezas que mediante procesos específicos (electrólisis, precipitación, etc.) obtiene

como producto un metal de alta pureza. Para disminuir las pérdidas del solvente orgánica se recomienda que a la solución de cianuración se filtre en orden de disminuir el contenido de sólidos en solución (estas partículas adsorben solvente orgánico). Otra recomendación es la de utilizar una columna con carbón activado para tratar la solución estéril de la etapa de extracción. El carbón activado adsorbe el remanente de oro y también el solvente orgánico el cual se recupera con vapor es retornado al circuito.

2.3. Lixiviantes Alternativos Para la Extracción de oro y Plata.

Los lixiviantes alternativos más comunes son:

(1) *Cianuro*. Existe cierto consenso en el mundo científico con respecto al uso del tiosulfato como el mejor método alternativo al del cianuro; pero el proceso aun no ha logrado aplicaciones comerciales. El principal problema es su alto grado de toxicidad. Los derrames pueden ocurrir de diversas maneras. Se ha verificado derrames pueden ocurrir en España, Kyrgystan, Rumania, Sudáfrica, etc. [38].

Ventajas y desventajas de la extracción de oro a partir de soluciones de cianuración utilizando resinas de intercambio iónico. Ventajas: Uno de los métodos actualmente más utilizados para la extracción de oro y plata es el de cianuración, bajo costo, simplicidad, el proceso de resina gasta menos energía que el proceso de carbón y cinética de carga de oro es más rápida, mayor velocidad y carga en el equilibrio, reducción de inventario de resinas en comparación con carbón en pulpa (CIP), elución a temperatura ambiente, no necesita reactivación para remover el material orgánico, y se evita la contaminación o envenenamiento por especies orgánicas. Desventajas: Las condiciones de seguridad, problemas ambientales, alto grado de toxicidad, cuando se lleva a cabo la elución la resina necesita ser regenerada utilizando ácidos, los cuales destruyen el complejo de cianuro zinc. El gas HCN producido tiene que ser reabsorbido en NaOH retornado al proceso, menor selectividad sobre otros metales, las partículas de las resinas son de menor tamaño que CIP (-28 +20 malla), menor resistencia a abrasión en los tanques de

adsorción, y las resinas son menos densas que el CIP y tienden a acumularse en la superficie de la pulpa (Nachod, 1965). En el proceso de cianuración para la obtención de oro y plata a partir de sus minerales, el análisis químico del cianuro es una operación compleja y de gran importancia para su control y para la descarga de sus efluentes. El cianuro se encuentra formando diferentes compuestos, cada uno de ellos con diferente estabilidad y, por lo tanto, diferente toxicidad, diferente método de análisis y diferente método de eliminación. Para el análisis de cianuro existe una gran variedad de métodos analíticos disponibles, pero estos métodos presentan dificultades a causa de la interferencia de algunos elementos presentes en la solución. El análisis resulta complicado y los resultados pueden variar según el método utilizado. Los principales métodos de análisis químico disponible para el cianuro: volumetría, electrodo específico y destilación, presentando las interferencias y los problemas asociados a cada técnica, con el objeto de interpretar con más precisión los resultados obtenidos con cada método [31].

(2) *Tiosulfato de Amonio*. El tiosulfato tiene la propiedad de acomplejar el oro y la plata; el tiosulfato de amonio, es $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$, se utiliza como fertilizante. Ventajas: La presencia de cobre es necesario para el proceso lo cual es perjudicial en el caso del cianuro, el complejo de oro-tiosulfato no se adsorbe por el carbón, lo cual es una ventaja frente a minerales de tipo carbonáceo. Desventajas: Dificultades inherentes con la química de disolución, métodos adecuados de recuperación han limitado mayor progreso del método, el proceso requiere la presencia de cobre y amoníaco para logra velocidades de lixiviación muy altas. Este tipo de lixiviación se recomienda especialmente para un mineral argentífero que contenga manganeso.

(3) *Tiourea*.

La tiourea, $\text{CS}(\text{NH}_2)_2$ probablemente en la actualidad ha recibido la mayor atención como lixivante alternativo para el oro y plata. El más fuerte interés en la tiourea es atribuido por la cinética extremadamente rápida asociada con la lixiviación ácida de tiourea del oro y plata. Sin embargo alto consumo de tiourea y problemas de pasivación

en superficies recubiertas da como resultado eficiencias bajas de lixiviación en muchos casos. La tiourea es un compuesto orgánico, los cristales que se disuelven en agua dan una solución acuosa estable en soluciones ácidas. A 298 °K, una solución saturada contendrá aproximadamente 142 g/l de tiourea, investigaciones realizadas del proceso de lixiviación y recuperación de plata y oro con soluciones de tiourea electro-oxidada y mejoras al proceso de lixiviación de plata y oro con soluciones de tiourea, realizadas por investigadores que desarrollaron esta patente encontraron la invención que esta relacionada con la industria minera y de tratamiento de minerales.

Específicamente se relaciona con un proceso que utiliza una electro-oxidación controlada de soluciones de tiourea, electro-oxidada de manera controlada, para formar in-situ un agente oxidante capaz de oxidar y disolver extraer el oro y la plata de minerales que los contengan y la recuperación electrolítica de dichos metales en un mismo proceso. A grandes rasgos, este invento tiene dos vertientes, por un lado permite solucionar los inconvenientes de inestabilidad del tiourea en presencia de agentes oxidantes, permitiendo en el mismo proceso la recuperación limpia de los valores metálicos, y consiste en una mejora en la disolución de lixiviación de plata y oro a partir de minerales u otros materiales que la contengan usando soluciones de tiourea, caracterizadas dichas mejoras por la electro-oxidación controlada de la solución mencionada en una proporción de 10 % al 30 % con respecto la cantidad total de tiourea contenida en la disolución y la electrodeposición directa del oro y de la plata a partir de dicha disolución. Por el otro lado, consiste en el proceso que permite la aplicación de esta composición en un proceso de separación de los valores en un mineral.

Para esto en la celda electroquímica, que esta formada por dos secciones, la sección catódica y la sección anódica, separadas por una membrana, es en la sección anódica en donde se oxida la tiourea, y en la sección catódica, se reducen los metales y se recuperan en forma metálica.

(4) Halogenuros.

A continuación se discute la disolución de oro con yodo, cloro, bromo, en el cloro los complejos de halógeno de oro son discutidos en el orden de Cl, Br y I. Los complejos Au(I) y Au(III) para los tres halógenos tienen que ser idénticos. Sin embargo, la estabilidad relativa de los complejos de halogenuros de oro es muy diferente. Al pasar de los años, y con el desarrollo de la minería del oro, se han estudiado muchos agentes alternativos para la extracción de oro, incluyendo cianuro, tiourea, tiosulfato y algunos halógenos. Se sabe que el yodo forma el complejo de oro más estable de todos los halógenos. Además, está comprobado que la disolución de oro usando yodo [37], es mucho más rápida que con soluciones cianuradas y tiourea. El yodo a muy bajas concentraciones lixivia oro y es muy selectivo. Este halógeno penetra bien en las partículas de roca sobre pH de 8, no acompleja al Fe y ataca débilmente a los sulfuros.

Por tal motivo se propone el estudio cinético electroquímico del comportamiento de la disolución de oro en soluciones amoniacaes usando yodo como un oxidante [28]. Otras investigaciones se reportan resultados obtenidos en un estudio comparativo de la extracción de oro, cobre zinc con la resina IRA-400 a partir de soluciones de yodo-yoduro. La extracción de los complejos cobre-yoduro y zinc-yoduro resultó ser significativa en tiempos relativamente largos (60 minutos). Por otro lado, la extracción del complejo puro-yoduro un valor relativamente alto en 15 minutos. La concentración inicial del complejo metal-yoduro afectó la extracción del complejo cobre-yoduro. Los datos de cinética inicial se ajustan aceptablemente a la ecuación de velocidad de primer orden, indicando además que la rapidez de extracción varía en la secuencia Au>Cu>Zn. Con base en estas observaciones se concluye que en tiempos relativamente cortos, del orden de 15 minutos, el complejo oro-yoduro pudiera ser aproximadamente extraído, con una razonable competencia de los complejos cobre-yoduro y zinc-yoduro [41].

Un análisis Eh-pH de la complejación de oro con bromo indica que este complejo de oro (I)-bromo es más estable que el complejo cloro, el bromo es una sustancia oxidante bajo

condiciones ácidas y puede ser considerado como un oxidante para la disolución de oro en presencia de iones de bromo (Ver Apéndice B).

El oro metálico es oxidado en presencia de yodo para dar AuI_2^- a un potencial de aproximadamente 0.51 V y sobre 0.69 V en el complejo AuI_4^- es más estable. Toda la región de estabilidad de AuI_4^- es más grande que la AuCl_4^- y AuBr_4^- .

2.4. Isotermas de Adsorción.

Los datos de adsorción usualmente se discuten y explican con las isotermas de adsorción. Los modelos más comunes son los modelos de Langmuir y de Freundlich [43].

2.4.1. Modelo de Langmuir.

El modelo de Langmuir puede expresarse de la siguiente forma [39], los datos experimentales de adsorción usualmente se discuten y explican con las isotermas de adsorción, los modelos más comunes son los modelos de Langmuir, Freundlich y Bet. El modelo de Langmuir puede expresarse de la siguiente forma [39, 43].

$$q_e = (C_0 - C_f) * \frac{V}{M} \quad (1)$$

Donde q_e es unidad de masa de adsorbato entre la masa del adsorbente en el equilibrio (mg/g), C_0 es la concentración inicial de oro en mg/l, C_f es la concentración de oro en el equilibrio en mg/l, V es el volumen de la solución en l, y M es la masa de la resina AuRIX[®]100 en g.

$$q_e = \frac{q_{\max} b C_e}{1 + b C_e} \quad (2)$$

Donde q_e es unidad de masa de adsorbato entre la masa del adsorbente en el equilibrio (mg/g), q_{\max} y b son constantes de Langmuir, relacionadas con la capacidad máxima de adsorción y energía de adsorción, respectivamente, C_e es la concentración de oro en el equilibrio en mg/l.

La ecuación (2) en su forma lineal tiene la siguiente forma [20].

$$\frac{1}{q_e} = \frac{1}{q_{\max}} + \frac{1}{b q_{\max}} \frac{1}{C_e} \quad (3)$$

La ecuación (3) se utiliza para analizar datos en el equilibrio trazando $1/q_e$ contra $1/C_e$ obteniendo una recta si los datos se ajustan a una isoterma de Langmuir. En general, la isoterma de Langmuir es muy acertada para la interpretación de resultados de adsorción siempre que se forme una monocapa. Se propone que sobre la superficie del adsorbente existen sitios específicos en los que las partículas se unen reversiblemente. En un momento dado durante la adsorción, coexisten sitios ocupados por un soluto y sitios vacíos. La adsorción en el sentido directo (adsorbente) es proporcional a la concentración de soluto y a la concentración de sitios vacíos (fase adsorbida). En el sentido inverso la adsorción es proporcional a los sitios ocupados [24].

2.4.2. Modelo de Freundlich.

La isoterma de Freundlich fue una de las primeras ecuaciones propuestas para relacionar la cantidad adsorbida con la concentración de material en la solución. La superficie de los sólidos en muchos casos en su estructura es heterogénea. Por ésta razón el calor de adsorción no es uniforme en la superficie, Freundlich propuso una relación de empírica para la isoterma de la forma [43].

$$q_e = K C_e^{\frac{1}{n}} \quad (4)$$

En donde q_e y C_e es la cantidad de adsorbato adsorbido por unidad de peso del

adsorbente, es la concentración el equilibrio del adsorbato en la solución después de la adsorción, K constantes empíricas de Freundlich, relacionada con la capacidad de adsorción y $1/n$ es la intensidad de adsorción. La forma lineal del modelo de Freundlich que corresponde a la ecuación (4) expresada en forma logarítmica es:

$$\log q_e = \log K + \frac{1}{n} \log C_e \quad (5)$$

Graficando $\log q_e$ contra $\log C_e$ se obtiene una línea recta cuando esta se ajusta a una isoterma de Freundlich. Se ha encontrado que esta ecuación es la mejor para correlacionar datos experimentales en las regiones donde se encuentra varias capas de moléculas adsorbidas, este tipo de adsorción normalmente se presenta en sistemas de adsorción por intercambio iónico.

(1) Extracción por Solventes.

En general la extracción por solventes sólo puede aplicarse a soluciones clarificadas que contienen relativamente altas concentraciones de oro y plata. No obstante, ha habido esfuerzos significativos para encontrar extractantes convenientes. Diversas investigaciones se han hecho, con el uso de tiosulfato de amonio, o utilizando resinas de intercambio iónico para la recuperación de oro, es importante separar las diferentes formas de lixiviar oro.

Recientemente, Arevalo Amezcua J., (2007) [3]. Propone la “Extracción por solventes para plata utilizando LIX-79 de soluciones de tiosulfato de amonio”. La extracción por solventes implica el uso de un extractante orgánico inmiscible en la solución acuosa, formada por nitrato de plata y el propio tiosulfato y este extractante es el LIX-79, reactivo de base guanidina, que junto con las sales cuaternarias de amonio, es la base orgánica mas fuerte conocida. El diluyente utilizado fue el keroseno.

El mecanismo al que se le atribuye la extracción de plata es del tipo de intercambio aniónico y las principales variables en las pruebas experimentales fueron: la agitación, tiempos de contacto y separación y la concentración de tiosulfato de amonio. Las determinaciones analíticas por Absorción Atómica de las soluciones acuosas, las concentraciones de los orgánicos por balances de masa.

Los factores de mayor relevancia evaluados en la primera fase experimental y que arrojaron los mejores resultados fueron: Una relación LIX-79–keroseno de 12 y 88 % respectivamente, concentración de plata en el acuoso de 6 mg/l, pH de operación entre 6 y 9 y tres etapas de extracción para recuperar el 98.42 % de plata.

En la fase experimental II, se logró establecer que la mejor relación A/O fue de 2/1, aunque independientemente de esta relación, en todos los casos, el coeficiente de distribución fue mayor de 0.5 lo que muestra la gran viabilidad del proceso.

Se elaboraron también curvas de equilibrio del contacto entre fases y la isoterma de extracción, para calcular el número de etapas teóricas necesarias para llevar a cabo la saturación orgánica, con un mínimo de pérdida de metal en el refinado y se logró establecer que una relación O/A de 2/1 se obtiene una extracción de 97.89 % y un coeficiente de distribución de 14.52, en dos etapas de extracción, de esta forma se manifiesta también, que la extracción de un metal, por un solvente particular, no necesariamente se incrementa en forma lineal, con el aumento del extractante en la fase orgánica.

Finalmente y aunque no era el objetivo se estudio el proceso de despojamiento, se logró establecer que una solución 0.5 M de NaOH y 70 g/l de tiosulfato de sodio, con un pH de 14, resulta ser una solución despojante que brinda muy buenos resultados, dado que con alimentaciones de 5.1 mg/l de Ag se obtenían refinados en el orden de 0.22 y 0.25 mg/l de este metal.

Se ha investigado la extracción por solventes para oro en soluciones alcalinas de cianuración, utilizando como agente extractante de base guanidina el LIX-79, donde se evaluaron variables tales como: tiempo de equilibrio, pH de fase acuosa, concentración de extractante y modificador, (Valenzuela et al 2001), con resultados altamente satisfactorios en cuanto al oro se refiere. Se incluyó como cianoanión a la plata, que ocupó el segundo lugar en la cadena de selectividad, siguiéndole el cobre, el zinc y finalmente el hierro.

El porcentaje de extracción para la plata fue de 85 % a pH de 10.2 con un 8 % del extractante LIX-79 y de 98 % de extracción a pH de 10.6 y 10 % de LIX-79. En otros estudios para plata, con licores de lixiviación de colas, a nivel piloto, en el estado de Nevada, EUA, se obtuvieron recuperaciones del 90 %, utilizando en la fase orgánica un 10 % (v/v) de LIX-79, con tres etapas de extracción y una de despojamiento [46].

La importancia principal en el estudio de agentes lixiviantes diferentes del cianuro, estriba en cuestiones relacionadas con el medio ambiente y su toxicidad, seguido por la formación de cianoaniones y su uso se restringe a minerales oxidados solamente.

Digno de mención es también, que cada vez son más los estados de la Unión Americana en los que se ha prohibido el uso del cianuro y existen otros países en Europa donde la restricción en su uso es total.

Valenzuela J. L., et al., (2002) [46]. Investigó “Extracción selectiva de oro de cianuración en un circuito continuo de extracción por solventes, utilizando el extractante LIX[®]79”, el reactivo contiene guanidina como su componente activo, se demostró la posibilidad de utilizar extracción por solventes como una alternativa para la recuperación de oro por cianuración.

Nicanor Bernal, (2006) [34]. Realizó un “Estudio de la lixiviación de un mineral complejo de oro y plata utilizando tiosulfato de amonio”, en la investigación se utilizó

un mineral refractario de oro y plata proveniente de Sonora. Las leyes de oro y plata del mineral fueron 7.4 y 633.3 g/ton respectivamente. El agente acomplejante utilizado en la lixiviación de tiosulfato de amonio, obteniéndose una extracción de 90 % de oro y 50 % de plata en un tiempo de operación de 3 horas.

De acuerdo a los resultados obtenidos las variables que tuvieron un efecto más significativo fueron la concentración de tiosulfato de amonio, concentración de cobre, porcentaje de sólidos y temperatura, en los primeros dos al incrementarse aumenta la extracción, sucede lo contrario en las últimas dos variables. Las demás variables como la velocidad de agitación, pH, tamaño de partícula y la concentración de sulfito de amonio tienen una influencia menos significativa.

También se elaboraron los diagramas de potencial-pH de los sistemas azufre, agua; oro, azufre, nitrógeno, agua; plata, azufre, nitrógeno, agua y cobre, azufre, nitrógeno, agua; con sus respectivas concentraciones y para una temperatura de 25 °C. Con el objetivo de identificar las especies predominantes que existen a las condiciones anteriores mencionadas, las cuales pueden estar presentes a las condiciones de los experimentos y para entender la estabilidad del sistema a la precipitación de oro y plata.

Kumar P. A., et al., (2003) [18]. “Cinética basada en la extracción de oro con cianuro con la mezcla de LIX[®]79 + TOPO que utiliza el contacto de membrana de fibra”. Se utilizó una mezcla de Oxido Trioctilfosfina (TOPO) con resina LIX[®]79 diluidos con n-heptano. Se observó la extracción $(AuCN)_2^-$ en las soluciones cianuradas. Se evaluaron las variables de adsorción de oro los coeficientes de equilibrio con mezcla equimolar TOPO 0.125 M. y LIX[®]79 0.125 M.

Hernández Castro J., et al., (2006) [13]. “Estudio de la lixiviación de oro contenido en un concentrado mineral en medio de tiosulfato-cobre-amonio”; en esta investigación se presenta el estudio experimental de la extracción de oro a partir de un mineral sulfurado en medios tiosulfato-cobre-amonio en un reactor de tanque agitado por lotes. Los

experimentos desarrollados se realizaron variando los siguientes parámetros: concentración de amonio. Los resultados obtenidos indican que un aumento de la concentración de cobre perjudica la conversión de oro debido al consumo excesivo de tiosulfato por oxidación por oxidación directa y por su complejación con otros metales lixiviados del concentrado. Por otro lado, al aumentar la concentración de tiosulfato se favorece la extracción de plata, debido a una mayor presencia de tiosulfato libre. Cuando de aumenta el valor de pH por encima de 11, los iones hidroxilo promueven la degradación de iones tiosulfato, causando la reprecipitación de oro. Finalmente, se observó que la relación sólido-líquido reduce de manera importante a la extracción del oro, probablemente debido a la baja solubilidad del complejo de oro como por la competencia de las otras fases metálicas en este concentrado.

(2) Resinas de Intercambio Iónico.

Para la recuperación de oro y plata usando las resinas base fuerte. Una resina base fuerte que consiste en una amina cuaternaria atado a un polímero (por ejemplo poliestireno) se prefiere en lugar de una resina base débil. Esto es porque las resinas base débiles generalmente requieren un pH de menos de 8 y no tienen la misma capacidad como las resinas base fuertes. Además, las bases fuertes están más disponibles. Las resinas comerciales incluyen las resinas base fuertes de cualquier tipo (grupos funcionales trietilamina) o tipo II (grupos funcionales trietil etanol amina), se prefieren resinas del macroporosas 0.8 mm diámetro. La lixiviación de oro productivo y residuo del sólido a la resina-en-pulpa (RIP) o resina-en-lecho (RIL) para recuperación de cobre y oro (Thomas et al, 1998).

Navarro P., C. Vargas, et al., (2006) [33]. En su Investigación de “Recuperación de oro desde un medio amoniaco-tiosulfato con resina de intercambio iónico Amberlita IRA-410”. Se estudió, a nivel de laboratorio, la adsorción y desorción de oro utilizando la resina de intercambio iónico Amberlita IRA-410 en medio tiosulfato-amoniaco. Los ensayos se realizaron en un reactor agitado, a temperatura constante de 25 °C y con una

razón volumen de disolución/masa de resina de 833.3 ml/g durante 3 h. Las variables evaluadas fueron las siguientes: pH de 9 a 11, concentración de tiosulfato de 0 a 0.5 M, concentración de amoníaco de 0 a 0.5 M y selectividad frente al ión cúprico. De los resultados obtenidos es posible destacar que la adsorción de oro fue rápida, la presencia de tiosulfato desfavoreció fuertemente la adsorción y la presencia de amoníaco, en cambio, no la afectó mayormente. El cobre, que en cierta medida es un competidor del oro, actuó como catalizador de la reacción de oxidación del tiosulfato ($S_2O_3^{2-}$) a tetrionato ($S_4O_6^{2-}$) y tritionato ($S_3O_6^{2-}$) los cuales pueden provocar una desorción parcial del oro durante la etapa de carga. Además, se estudió el comportamiento de los eluyentes ClO_4^- , SO_3^{2-} y ClO^- en la desorción de oro y cobre. Estos ensayos también se realizaron en un reactor agitado, a temperatura constante de 25 °C, con una razón volumen de disolución/masa de resina de 200 ml/g y en un tiempo de 3 h. Los resultados demuestran que el cobre es eluido más rápidamente que el oro en todos los casos.

Valenzuela S, et al., (2006) [45]. En su investigación “Estudio de la resina AuRIX[®]100 de intercambio iónico para recuperar oro en las soluciones cianuradas”. Se evaluó la eficiencia de AuRIX[®]100, esta resina contiene guanidina, para la recuperación de oro, como una alternativa tecnológica viable. En un reactor batch, determinó el efecto de los parámetros: pH, relación sólido-líquido, selectividad de otros iones diferentes al oro. Determinó en forma continua las principales condiciones de operación óptima, para escalamiento de operaciones a nivel industrial.

Tozawa, et al., (1981) [44]. Que investigaron “La disolución en oro puro de soluciones de tiosulfato amoniacal que contenían iones cobre”. La investigación se llegó a concluir que en la ausencia de tetra-amina-cobre $Cu(NH_3)_4^{+2}$ la cinética de disolución de oro es muy lenta, y el efecto de la temperatura de lixiviación de 65- 100 °C, la disolución de oro es inhibida por la formación de sulfuro de cobre, y el efecto de la velocidad de agitación vigorosa y una temperatura >140 °C decrece la disolución debido a la excesiva concentración de los iones de tiosulfato. Los mejores valores de las variables de

operación obtenidos fueron: velocidad de agitación $20.94 \text{ Rad (s)}^{-1}$ (200 rpm), concentración de tiosulfato de 0.25 M, temperatura de $50 \text{ }^\circ\text{C}$, concentración de cobre de 0.04 M y un tiempo de lixiviación de 3 h.

Zipperian, Raghavan, et al., (1988) [61]. Ellos estudiaron “La extracción de oro y plata de un mineral de riolita por medio de lixiviación con tiosulfato amoniacal, la cual contenía cobre”. Por medio de lixiviación con tiosulfato amoniacal, la cual contenía cobre. Encontraron que las soluciones de tiosulfato amoniacal que contienen cobre son capaces de disolver valores de oro y plata de los minerales. Los iones cobre parece jugar un rol catalítico en el proceso de disolución. La química del sistema de lixiviación es totalmente compleja y sensitiva a la concentración de tiosulfato y cobre. Aunque los iones cobre parecen jugar un rol catalítico, deben mantenerse condiciones adecuadas de potencial de oxidación y pH para prevenir la formación de sulfuros de cobre Cu_2S el cual puede provocar pérdidas de valores de plata es más sensible a la concentración de CuSO_4 y NH_3 en solución que la extracción de oro. Las mejores condiciones de operación establecidas en este estudio fueron: velocidad de agitación $41.89 \text{ Rad (s)}^{-1}$ (400 rpm), concentración de tiosulfato 1.48 M, pH 10, 40 % en sólidos, tamaño de partículas $74 \mu\text{m}$, temperatura $50 \text{ }^\circ\text{C}$, concentración de cobre 0.094 M y 2 horas de tiempo de lixiviación.

Grosse. C, W. Dicinoski, et al., (2002) [9]. “Lixiviación y recuperación del amoniaco usando el complejo tiosulfato oro por licores”. La lixiviación de oro con las soluciones de tiosulfato de amonio, y evaluando el uso actual y desarrollo de resinas de intercambio de iónico para la recuperación de oro y que lixivie los licores. Las comparaciones también son hechas con otros procesos de la recuperación, incluso la adsorción del carbono, extracción por solventes, electrodeposición y precipitación. La química de lixiviación con tiosulfato se compara con la cianuración, y los problemas que se asociaron con obtener un alto rendimiento de oro recuperado usando el proceso anterior. Las limitaciones presentes de usar la resina en pulpa (RIP) y resina en lixiviación (RIL) los sistemas con los licores del tiosulfato, se indica y las posibles soluciones.

Zhao J., Zhichun Wu, et al., (2002) [57]. “La separación de oro de otros metales en tiosulfato por extracción por solventes”, se estudió la extracción de oro, plata, cobre, zinc, y níquel en las soluciones del tiosulfato con o sin la presencia de amoníaco. La muestra de los resultados es que ni en aminas primarias ni los extractantes mixtos de las aminas primarias con el tributil fosfato o el óxido de trialquil amina puede separar oro de otros metales en la ausencia de amoníaco en soluciones acuosas. En el caso de soluciones de tiosulfato de amonio, el porcentaje de la extracción de oro se aumenta tremendamente comparado con otros metales, y así el oro se separe de ellos. El pH_{50} de la extracción de oro por solvente mixto de aminas primarias con el óxido de las aminas es aproximadamente 9.0, qué es el mismo pH de las soluciones lixiviadas reales. Usando las mezclas de solventes para extraer oro en las soluciones de lixiviación de oro contienen concentraciones del sulfuro, la separación de Au-Ag y Au-Cu podría alcanzar valores tan alto como 15 y 1695, respectivamente, para un pH menor que 8.

Molleman E., Dreisinger D., et al., (2002) [26]. Estudiaron “El tratamiento de un mineral de cobre–oro por lixiviación con tiosulfato de amonio”, se ha investigado la aplicación de tiosulfato de amonio para el tratamiento de mineral de cobre–oro. Los minerales del cobre y las muestras de cobre–oro en una solución de tiosulfato de amonio bajo las condiciones experimentales variadas, por ejemplo la aeración, la temperatura y adición de reactivos. El comportamiento del tiosulfato, tetrionato y sulfato en la solución que se usó se estudió por cromatografía iónica. Los experimentos mostraron que la extracción de oro y estabilidad de tiosulfato son afectados por una combinación de la aeración y los iones cúpricos en la solución. Es importante establecer un equilibrio entre proporcionar aire suficiente y los iones cúpricos rápidamente para la disolución de oro, y al mismo tiempo minimiza la cantidad de aire en la presencia de iones cúpricos para prevenir la degradación excesiva del tiosulfato.

Navarro P., Vargas C., et al., (2002) [32]. Estudiaron “El uso de tiosulfato del amonio/tiosulfato de amonio para la extracción de un concentrado de oro”, se ha

estudiado el uso del tiosulfato del amonio para lixiviar oro. El oro en el concentrado era 95 g/t, considerando que las especies mineralógicas principales eran calcopirita, pirita, pirrotita, tennantita, y esfalerita. Las variables experimentales estudiadas eran: concentración de Cu(II) 0–6.5 g Cu(II) agregó por el litro de solución por lixiviar, la concentración del tiosulfato de amonio 0.1–0.7 M, pH 9–10 y la densidad de la pulpa 10–40 % la disolución de oro más de 94 % se obtuvo a 0.05 M Cu(II), 0.3 M $S_2O_3^{2-}$, pH 10 y 10 % densidad de la pulpa después de 15 h, considerando que en la cianuración da el mismo rendimiento pero después de aproximadamente 46 h de reacción.

Ficeriova J., et al., (2002) [6]. “Tiosulfato que lixivía el oro por activación mecánica del CuPbZn” El proceso hidrometalúrgico del complejo se representa ecológicamente como una alternativa atractiva con respecto a las tecnologías pirometalúrgicas clásicas. El lixiviado de oro pretratado mecanoquímicamente CuPbZn el complejo sulfuro concentrado con el tiosulfato del amonio. Las transformaciones fisicoquímicas debido a la concentración por la activación mecánica tienen una influencia en la proporción de extracción y la recuperación de oro. Era posible lograr 99 % la recuperación de oro en 45 min para una muestra mecánicamente activada a una energía alimentada de 403 kWh t⁻¹. Sólo 54 % de oro era recuperado en 120 min. La activación mecánica demuestra ser un pretratamiento apropiado para el CuPbZn se concentran antes del extracción del oro.

Hongguang Zhang, Dreisinger. D. B., (2002) [14]. “La adsorción de oro y cobre en resinas de intercambio iónico en soluciones de tiosulfato de amonio”, la recuperación de oro y cobre del tiosulfato del amonio se han investigado soluciones que usan las resinas de intercambio aniónico usando sistema en lote. Fuertemente se prefieren las resinas básicas a las resinas básicas débiles debido a su rango de pH es más amplio y la capacidad de carga es superior. Se midió la cinética e isothermas de adsorción de oro y cobre. Individualmente, oro y cobre podría cargarse en las resinas en concentraciones altas. La presencia de cobre se encontró a muy baja la estabilidad de la solución de tiosulfato de amonio debido a la oxidación del tiosulfato cobre catalizado y formación de

sulfuros cobre o hidróxidos, dependiendo de las condiciones. Tetrionato, es un producto de oxidación del tiosulfato, envenenó las resinas fuertemente. El efecto de tiosulfato y concentraciones de amoníaco en la adsorción también fue estudiado. En la carga simultánea, se obtuvo la selectividad es buena para oro por encima de cobre. Los metales eran eludidos con una solución de Na_2SO_3 y NH_3 .

Zhao et al., (1997) [58]. La extracción por solventes con ésteres alquil fosforosos las soluciones de tiosulfato-oro muestra altas recuperaciones de oro en condiciones alcalinas con las recuperaciones de oro, observándose con las concentraciones incrementadas de tiosulfato. En la solución del tiosulfato de sodio, la reacción del extracto que usa el tributil fosfato (TBP).

(3) Adsorción en Carbón Activado.

Gallagher et al., (1989) [8]. El carbón activado se prefiere para la recuperación de oro en las soluciones de cianuro que porque puede agregarse en pulpa evita las pérdidas solubles en colas del proceso. Desgraciadamente tiene una afinidad baja por $\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^3$.

Vargas C., et, al., (2006) [49]. Desarrollo una investigación en la “Recuperación de oro a partir de disoluciones de amoníaco y tiosulfato utilizando carbón activado”. Se estudió la recuperación de oro de disoluciones de tiosulfato y amoníaco, utilizando carbón activado en gránulos, evaluando las etapas de adsorción y desorción. En la etapa de adsorción se evaluaron la concentración de amoníaco, de tiosulfato y de impurezas como cobre y cinc. En las condiciones experimentales ensayadas se encontró que, en presencia de amoníaco, existe una concentración óptima que maximiza la adsorción de oro, mientras que la presencia de tiosulfato e impurezas, tales como cobre y cinc, es perjudicial para la adsorción de oro. Para la desorción se evaluó la concentración de amoníaco, de tiosulfato, el regulador de pH y la temperatura. El amoníaco favoreció el proceso, en tanto que el tiosulfato presentó un máximo a partir del cual la desorción

disminuyó. El efecto del regulador de pH fue muy importante, determinándose que cuando el pH era controlado con hidróxido de amonio, se presentaba un efecto sinérgico que favorecía la desorción.

La temperatura favoreció el proceso de desorción, encontrándose una energía de activación de 9.13 kJ/mol. Las principales conclusiones que se obtuvieron en este estudio son: En la Adsorción se notó que en la presencia de amoníaco favorece la adsorción de oro, encontrándose el mejor comportamiento a una concentración 0.6 M de NH_3 . A valores superiores la eficiencia del proceso se ve perjudicada. Se encontró que la presencia de tiosulfato desfavorece la adsorción de oro. En ausencia de tiosulfato, se obtuvo un 24.73 % de adsorción mientras que con 0.5 M de tiosulfato, la adsorción disminuyó al 19.56 %. Las impurezas cobre y cinc disminuyen la adsorción de oro debido a que se adsorben sobre el carbón activado en forma proporcional a su contenido en la disolución; además, su estabilización en la disolución acuosa hace disminuir el contenido de NH_3 libre. En la desorción se logró desorber el oro desde el carbón activado utilizando disoluciones concentradas de amoníaco y/o tiosulfato.

Disoluciones 3.0 M de NH_3 lograron desorber un 20.7 % del oro en el carbón, a 25 °C. Las disoluciones a base de tiosulfato, con hidróxido de sodio como regulador de pH, permitieron alcanzar valores de desorción superiores, en comparación con las disoluciones a base de hidróxido de amonio. A 25 °C, la mayor desorción fue del 35.03 % para $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ 0.2 M. Los mejores resultados de desorción se obtuvieron cuando se trabajó con disoluciones a base de tiosulfato regulando el pH con hidróxido de amonio. A 25 °C, la mayor desorción fue del 47.75 %, cuando se trabajó con $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ 0.5 M.

La temperatura favoreció el proceso de desorción, lográndose un 75 % de desorción de oro con una disolución que contenía $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ (0.5 M) y NH_3 (3.0 M), a 70 °C. La energía de activación del proceso de desorción fue de 9.13 kJ/mol.

(4) *Cementación – Proceso Merrill-Crowe.*

Guerra E., Dreisinger D. B., (1999) [11]. “Un estudio de los factores que afectan la cementación de cobre de oro de la solución de tiosulfato de amonio”, La lixiviación de oro con tiosulfato es una alternativa propuesta a cianuro que lixivia los tipos con toda minerales refractarios. El método más prometedor por recuperar oro del tiosulfato de las soluciones está por la cementación de cobre. Este estudio enfocó en determinar cómo los factores de la concentración del pH/amonio, la concentración de cobre, concentración del tiosulfato, concentración del sulfito, y temperatura, normalmente manipuladas en los estudios de lixiviación, afecte la cementación de oro por el cobre. Estos factores eran variados en artificialmente en las soluciones según los rangos típicamente encontrados en la literatura. Los dos la cementación con polvo y cementación en disco rotatorio, fue usada para estudiar las cinética de la cementación de oro. En conjunto, la cementación de oro por cobre de la solución de tiosulfato de amonio fue concluido por transferencia de masas, temperaturas altas y concentración del pH/amonio se determinaron a posiblemente afecte la velocidad de la cementación de oro. Recíprocamente, sulfito y cobre en la solución eran establecidos para afectar negativamente el desarrollo de la cementación.

Se ha estudiado el uso de cinc como un agente de la cementación para oro en soluciones de tiosulfato amonio. Las variables experimentales eran: pH 9-10.5, la concentración del tiosulfato 0.05-0.4 M, temperatura 25-50 °C, la presencia de cinc en el sistema (ambos como agente de la cementación y en la solución del oro, la presencia de Cu(II) 0-0.05 M en la solución, y $[\text{NH}_3]/[\text{S}_2\text{O}_2^{3-}]$ la proporción molar en la solución acuosa. Se consideraba que el proceso de la cementación estaba bajo difusión. Se propone un mecanismo general para la cementación de oro (Navarro P., Álvarez R., Vargas C. y Alguacil F. J. 2007).

Haciendo una breve reseña del uso de tiosulfato tiene la habilidad de acomplejar oro y plata. Es más, el tiosulfato de amonio es relativamente menos tóxico y se ha usado durante muchas décadas como un fertilizante y, por consiguiente, más verde medioambientalmente, tiene una ventaja definida encima del cianuro (Atluri, 1987).

Además la degradación de tiosulfato no se da por si sola, depende de una gran variedad de reacciones de degradación de tiosulfato, las variables que afectan la estabilidad de tiosulfato en la solución son pH, la presencia de microorganismos y la reducción catalítica, la concentración de tiosulfato de amonio en la solución, la presencia de oxígeno y la exposición a la luz del sol [26].

La importancia del amoníaco en el sistema tiosulfato es estabilizar el cobre (II). Sin embargo, la presencia de amoníaco impide la disolución de óxidos férricos, sílice, silicatos y carbonatos, los minerales más comunes encontrados en minerales con oro (Abbruzzese et al., 1995).

Por otro lado para la lixiviación de minerales con tiosulfato, en la Tabla 1, muestra una revisión bibliográfica de la literatura seleccionada de varias condiciones para lixiviar con tiosulfato más usadas. Las investigaciones se han realizado con minerales complejos que contienen cobre, minerales carbonosos o minerales que contienen concentraciones altas concentraciones de cinc o manganeso. Las proporciones de disolución de oro y porcentaje de recuperación variaban, mientras dependiendo de la conducta de oro en los minerales. Una gama amplia de condiciones han sido usadas, incluyendo relativamente las condiciones severas, comparado con aquéllos usados en el proceso de cianuración.

Tabla 1. Comparación de parámetros de lixiviación para diferentes minerales.

Revisión de Literatura	Tipo de Mineral	Au (g/ton)	T (°C)	pH	% de Rec.	Ret. (h)	S ₂ O ₃ ²⁻ (M)	NH ₃ (M)	SO ₃ ²⁻ (M)
Zipperian et al., 1988	Riolita 7 g/kg MnO ₂	3	50	10	90	2	2	4	-
Hemmati et al., 1989	Carbonoso 2.5 % org C	14.74	35	10.5	73	4	0.71	3	0.22
Hu, y Gong, 1991	0.048 % MnO ₂ 3.19 % Cu	50.4	40	-	95.6	1-2	1	2	0
Langhans et al., 1992	Oxidado 0.02 % Cu	1.65	A	11	90	48	0.2	0.09	-
Abbruzzese et al., 1995	Au	51.6	25	11	80	3	2	4	-
Groudev et al., 1996	Lix. con bac. 15.2 g/ton, 0.14 % Cu, 0.91 % S	3.2	A	9.5-10	80	-	15g/l	-	0.5 g/l
Wan., et al., 1997	Carbonoso	1-3	A	9.0	50-65	91-116 d.	0.1	0.1	-
Yen et al., 1998, 1999	Au-Cu -0.36 % Cu	7.2-7.9	A	10	95-97	24	0.5	6	-
Molleman, et al., 2002	Concentrado de Pirita	-	35	10-11	83	6	0.05	0.4	-
Zhang H., et al., 2002	Solución sintética	-	23-25	11	90	25	0.1	0.2	-
P. Navarro et al., 2002	Concentrado de Au.	95	25	9-10	94	10	0.3	-	-
Lam A. E., et al., 2003	Cu 0.004	1.14-1.20	18-26	10	84	25	0.2	0.4	-
Hernández et al., 2006	Ag 1.2, Au 0.0080	-	A	10-11	90-92	8	0.05-0.2	0.1	-
Navarro, P. et al., 2006	Au 8 mg/l	-	25	9-11	92-98	3	0-0.5	0-0.5	0.2-1.0

A= Ambiente. Ret.= Retención (h). % de Rec.= Porcentaje de recuperación.

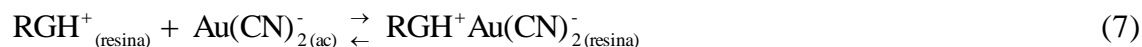
2.6. Aplicación de Resina de Intercambio Iónico.

Las resinas son sustancias susceptibles a intercambiar iones de su estructura por otros iones de una solución que está a su alrededor en cantidades estequiométricas iguales. La resina AuRIX[®]100 está constituida por una red de macro retículas de estireno y divinilbenceno la cual ya está funcionalizada con grupos guanidina, son bases orgánicas fuertes utilizadas especialmente para la extracción de aurocianuro de soluciones de lixiviación.

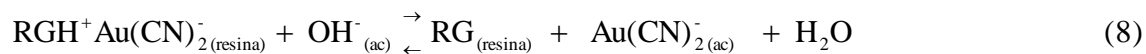
2.6.1. Estructura Química General de la Guanidina.

La resina de intercambio iónico AuRIX[®]100 tiene el componente activo que es la Guanidina, como se muestra en la Figura 2. El proceso general esta descrito en las siguientes ecuaciones para una solución de lixiviación con cianuro:

Extracción:



Despojamiento o elución:



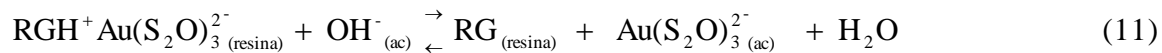
H_(ac) = Solución acuosa, G = Guanidina.

Para el caso de utilizar soluciones de lixiviación con tiosulfato de amonio se plantean las siguientes ecuaciones:

Extracción:



Despojamiento o elución:



$\text{H}_{(\text{ac})}$ = Solución acuosa, G = Guanidina.

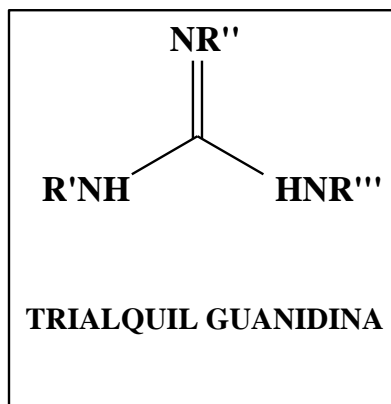


Figura 2. Estructura química de la guanidina.

2.7. Propiedades Típicas de la Resina.

2.7.1. Propiedades Físicas.

Apariencia:	Partículas esféricas uniformes.
Densidad de la resina:	
Base húmeda	620 – 7000 g/l
Base seca	320 g/l
Retención de humedad (CI) %	47 – 53 %
Tamaño de partícula (% ≤ de 0.60 mm)	0.01

2.7.2. Propiedades de Trabajo.

Capacidad volumétrica	0.25 – 0.35 eq/l
Capacidad de carga de oro, en extracción	2000 -10,000 g/ton

Valores típicos de elución de la resina	300 g de Au/ton de resina
Tiempo de residencia típico por etapa en RIP	15 – 30 min
Tiempo de elución típico o despojamiento	12 - 24 horas

La resina AuRIX®100 de intercambio iónico es idealmente apropiada para recuperar oro de soluciones cianuradas, que tienen un pH de 9 a 11.5. Esta resina también es usada para la extracción de oro de soluciones limpias en el proceso de resina en solución (RIS) y para el proceso de resina en pulpa (RIP).

2.7.3. Propiedades Hidráulicas de la Resina AuRIX®100.

Con el propósito de valorar la expansión de la resina, al ponerse en contacto con agua, se desarrolló una técnica de análisis de tamaño de partícula, en un equipo COULTER LS-100Q. Se realizan dos pruebas, una sin poner en contacto la resina con el agua y la otra medición se realizó poniendo la resina en contacto con agua por un periodo de una hora. Después de analizar los resultados se concluye que la resina humectada no tiene un cambio de tamaño significativo.

La determinación de la capacidad de retención de agua se realizó pesando una cantidad conocida de resina, poniéndola en contacto con suficiente agua por un tiempo de 1 y 2 horas. Enseguida la resina se separa del agua en un tamiz (100M serie Tyler) para por último recolectar la resina humectada. Los resultados fueron de aproximadamente el 49 % de agua retenida en un tiempo de una hora y de 50 % para un tiempo de 2 horas, por lo que la capacidad de retención de agua oscila entre el 49 y el 50 % [45].

2.7.3.1. Distribución del Tamaño:

Para un tamaño de + 1.0 mm, se tiene un porcentaje en peso de 55, de igual manera para el tamaño de - 1.0 + 0.7 mm es un porcentaje en peso de 45 y así mismo para - 0.6 mm, es 0 porcentaje en peso. Si se evaluó otras propiedades como la resistencia a la atrición, y

la comparamos con el carbón activado en pruebas de atrición en agua realizadas en celda de flotación Denver D12, con una duración de 60 minutos a 1200 rpm, se tiene que el carbón activado, partiendo de un tamaño 100 % más 1.2 mm y después de la prueba se tamiza a 0.85 mm, la pérdida es superior al 7 %, mientras que la pérdida de resina sólo es de 1.2 %, con un tamizado a 0.6 mm. Esta prueba demuestra que la vida de la resina por atrición es mucho mayor que la del carbón activado y que las pérdidas de oro por pérdidas de extractante son mucho menores. Otra de sus características es su resistencia al cambio térmico al realizarse el despojamiento o elución a la temperatura moderada de 60 °C [45].

Las resinas normales que se encuentran en el mercado, realizan la carga en el medio básico y la descarga o despojamiento en medio ácido. Este cambio en el pH, produce un choque osmótico, reduciendo la vida de la resina. En el caso de la resina AuRIX®100, esto no existe ya que tanto la carga o extracción y el despojamiento o elución son en medio básicos.

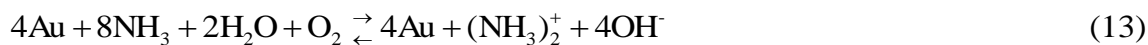
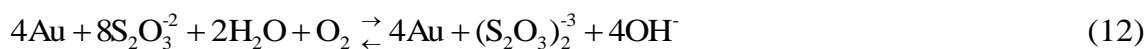
La resina tiene una densidad muy baja y una forma esférica muy regular, esto hace que se pueda trabajar con flujos mayores de 60 volúmenes de solución con oro relacionados al volumen de resina que se tiene.

2.8. Antecedentes de Lixiviación con Tiosulfato de Amonio.

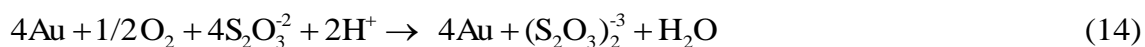
El uso del tiosulfato se reporta desde principios de siglo. El proceso general esta descrito en las siguientes reacciones, para diferentes condiciones:

2.8.1. Disolución de oro.

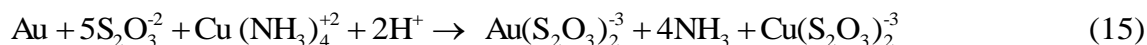
La disolución de oro en presencia de tiosulfato como agente acomplejante de acuerdo a las investigaciones experimentales de (Tyurin y Kakovskii, 1959) se describe por:



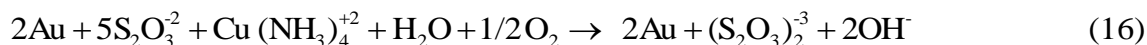
La estequiometría total de la disolución del oro en soluciones de tiosulfato acuoso en presencia de oxígeno, puede presentarse por:



El papel del complejo tetramino cúprico como oxidante durante la solubilidad del oro se demuestra por:



La reacción de disolución de oro en solución amoniacal de tiosulfato la analizó termodinámicamente (Kakovskii, 1957) obteniendo la siguiente ecuación.



de acuerdo a la energía libre estándar de cambio obtenida la dilución de oro en solución de tiosulfato es termodinámicamente factible.

La lixiviación de tiosulfato existe una creciente preocupación a nivel mundial por las condiciones de seguridad en el uso del cianuro para lixiviar minerales de oro, lo que ha desatado gran interés en la búsqueda de procedimientos alternativos para la recuperación de oro.

El proceso requiere de la presencia de cobre y amoníaco con el fin de lograr velocidades adecuadas de lixiviación y que sean competitivas con las que se logra con el cianuro. El

par $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+} / \text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_3^{5-}$ (que corresponde a $\text{Cu}^{2+} / \text{Cu}^+$); es el principal responsable de la oxidación del oro, pero también de la descomposición del tiosulfato. El comportamiento de ese par iónico es fuertemente influenciado por el contenido de amoníaco, la concentración de cobre, el pH y el potencial de la solución. El tiosulfato tiene la propiedad de acomplejar al oro y la plata; el tiosulfato de amonio, $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$, se utiliza como fertilizante; la presencia de cobre es necesario para el proceso, el cual es perjudicial en el caso del cianuro; el complejo de oro–tiosulfato no se adsorbe por el carbón, lo cual es una ventaja frente a minerales de tipo carbonáceo; la recuperación de oro a partir de soluciones de tiosulfato es factible. Diversas pruebas a nivel de laboratorio han demostrado rendimientos y cinética semejante a la del proceso con cianuro.

Desde el punto de vista termodinámico la disolución del oro es posible en soluciones de tiosulfato amoníaco, se observa que para lograr lixiviar el oro, se requiere mantener potenciales superiores a 0.0 Volts (ENH). El complejo $\text{Au}^+ - \text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ es muy estable en las condiciones adecuadas de potencial de solución. El complejo Au^{3+} solo es posible que exista en condiciones fuertemente oxidantes, en las cuales el tiosulfato se descompone fácilmente. El método de lixiviación con tiosulfato requiere de más amplias evaluaciones para verificar su eficacia y explorar sus reales posibilidades de aplicación. Los métodos de recuperación del oro a partir de sus soluciones, también requieren ser estudiados.

CAPITULO 3

3. METODOLOGÍA

La metodología utilizada en la extracción del complejo oro-tiosulfato utilizando la resina de intercambio iónico AuRIX[®]100, que complementó los estudios donde se evaluó la eficiencia de la resina de intercambio iónico AuRIX[®]100, para la extracción del complejo oro-tiosulfato con tiosulfato de amonio, la resina de intercambio iónico base fuerte, la cual se evaluó para el intercambio iónico de oro a partir de soluciones estándar de oro 1000 ppm con tiosulfato de amonio por la técnicas de pruebas batch que se realizaron en un reactor batch (agitado) y las pruebas en columna en una columna dividida en secciones, conectadas en serie, desarrollando una metodología que se realizó y se estudió el complejo oro-tiosulfato, se determinó por experimentación por adsorción parámetros tales como pH, concentración inicial de oro, relación resina/solución, y también se analizó las isotermas de adsorción (La isoterma de Freundlich, ó Isotermas de Langmuir), y se realizó un ajuste de dichas isotermas.

3.1 Materiales y Métodos.

3.1.1. Materiales.

- Reactor batch.
- Placa caliente con agitación.
- Probetas.
- Gradillas.
- Cronómetro.
- Matraces volumétricos.
- Vasos de precipitados.
- Agitadores magnéticos.

3.1.2. Equipos Utilizados.

- Espectrofotómetro de absorción atómica.
- Potenciómetro.
- Agitador magnético.
- Tacómetro AMETEK. Mod. 1726.
- Balanza analítica Sartorius, BL 120S.

3.1.3. Reactivos:

Todos los reactivos utilizados son de grado reactivo y las soluciones se prepararon con agua destilada. Las soluciones son sintéticas.

3.1.3.1. Generalidades del Tiosulfato de Amonio.

El tiosulfato de amonio, cuya fórmula es $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$, tiene aspecto de cristales tabulares blancos y en solución es una solución incolora libre de sedimentos, ligeramente alcalina, con olor a amoníaco, se puede presentar a granel o en envases.

Tabla 2. Propiedades típicas del tiosulfato de amonio:

Tiosulfato de Amonio	
Porcentaje	99 %
Formula	$(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$
Peso atómico	148.2
Densidad	1.679

Calentado a 150 °C, sublima con algo de descomposición en sulfito de amonio, azufre, amoníaco, sulfuro de hidrógeno y agua. Se utilizó en la industria fotográfica, en la formulación de fijadores, en galvanoplastia, como abrillantador, fungicida, limpiador de

metales blancos, como nutriente para el desarrollo de bacterias en procesos de ensilaje en las actividades agropecuarias.

Forma complejos estables, de cinética de disolución de metales muy rápida, se puede utilizar en minerales refractarios, sulfurosos y que contengan: cobre, manganeso y otros altamente cianicidas.

Es necesario saber que las principales variables que afectan a la estabilidad de las soluciones de tiosulfato de amonio como lo son: Efecto del pH, la presencia de microorganismos y otras impurezas, la exposición a la luz solar, la presencia de oxígeno atmosférico y la concentración de la solución. Experimentalmente se ha visto que la estabilidad de las soluciones de tiosulfato, es máxima en el rango de pH entre 9.0 y 11.5, aunque en general un pH de 10.5 es suficiente. La causa más importante de la inestabilidad del tiosulfato, es debida a ciertas bacterias, capaces de metabolizar el ión tiosulfato, convirtiéndolo en sulfito, sulfato y azufre elemental. Las soluciones exentas de bacterias son notablemente estables, por eso, en la práctica, es recomendable imponer condiciones razonables de esterilidad al preparar las soluciones de tiosulfato. Parece ser, que la actividad bacteriana es mínima a valores de pH comprendidos entre 9.0 y 10.0, lo cuál explica, por lo menos parcialmente la máxima estabilidad de las soluciones en este rango de pH.

- Tiosulfato de amonio $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$.
- Hidróxido de amonio NH_4OH .
- Solución estándar de oro.
- Agua destilada.

3.2. Análisis de oro.

Las muestras de oro se analizaron en un Espectrofotómetro de Absorción Atómica Perkin Elmer 3110, con lámpara de cátodo hueco para oro, a una longitud de onda de

242.8 nm, slit de 0.2 nm, linealidad de 15 mg/l= 0.26 Abs, Amp de 5, se calibró con solución de 2 mg/l (0.034), 4 mg/l (0.064) y 6 mg/l (0.104), y flama aire-acetileno de acuerdo con el manejo del equipo.

3.3. Caracterización de la Resina AuRIX®100.

La caracterización se llevó a cabo por análisis de rayos-X, que se realizó en un difractómetro de rayos-X, se hicieron microscopias en un Microscopio Electrónico de Barrido con diferentes aumentos, (50 X, 75 X, 100 X, 750 X), Para observar la morfología de la muestra y realizar análisis puntuales de la forma de la resina y daños que se pudieron haber ocasionado a la resina durante el experimento, las distancias de trabajo fue de ~ 1 mm, ~50 μm , ~500 μm .

3.4. Prueba de Adsorción.

3.4.1. Pruebas de Equilibrio.

Se realizaron pruebas donde se evaluó el efecto de la variación de los parámetros a controlar como pH, la concentración inicial de oro, la relación resina/solución, se obtuvieron las isotermas de adsorción.

El número de pruebas se definió por medio de análisis preliminares, se realizaron análisis preliminares para comparar con los resultados que se obtuvieron y se determinaron las condiciones de la experimentación, como tiempo de contacto, agitando mecánicamente, etc.

Se utilizó una resina de intercambio iónico base fuerte AuRIX® 100, la cual fue evaluada para el intercambio iónico de oro a partir de soluciones de oro estándar con tiosulfato de amonio variando la concentración de tiosulfato de amonio y la concentración de oro.

3.4.2. Pruebas Batch.

Para las pruebas de extracción se utilizó un reactor batch (matraz agitado), en donde se tuvieron en contacto la solución de oro y la resina. Las pruebas batch se desarrollaron mediante el siguiente procedimiento: Se realizaron en la preparación de soluciones, preparación de solución de oro estándar, preparación de solución de tiosulfato de amonio, era necesario evitar una precipitación. Primeramente se midió el volumen de la solución con tiosulfato de amonio y de oro según las condiciones de la prueba, utilizando la cantidad requerida de resina para realizar la prueba, colocando el volumen de solución de tiosulfato de amonio al 0.00674 M-0.04 M y solución de oro 1-8 mg/l en un matraz a temperatura ambiente, se agregaron 5 g. de resina en el matraz, empezando a contar el tiempo de contacto hasta 3 horas, se realizó un muestreo cada media hora para análisis, en alícuotas, normalmente cada cierto tiempo para las pruebas preliminares, y así se determinó los tiempos adecuados y cuales eran las condiciones significativas y al finalizar el tiempo de cada prueba, se tomó la muestra final y se separó la resina de la solución, colocando ésta en los recipientes adecuados, después se pasaron las alícuotas de muestras para análisis en el espectrofotómetro de absorción (Ver Figura 3), y al final analizó los resultados, se realizó los cálculos requeridos para graficarlos y analizarlos los resultados obtenidos en el intercambio iónico de oro, que se usaron para las isotermas de adsorción atómica, para la construcción de las Isotermas de Adsorción (La isoterma de Freundlich, ó isotermas de Langmuir) y al final se realizaron un ajuste de dichas isotermas (Ver Figura 3).

3.4.3. Pruebas en Columna.

Se utilizó una columna dividida en secciones, conectadas en serie. Cada sección con una malla de alambre en la parte inferior y superior para retener la resina colocada en cada una de las celdas, utilizada para la realización de las pruebas continuas, se tomó 5 g de resina para cada etapa que se colocaron en cada columna según la prueba que se realizó, poniendo la resina en cada columna y selló, se calibró la bomba peristáltica a un flujo

requerido de solución para la prueba, para pasar la solución de oro, a través de la columna se usó una bomba peristáltica, se sacaron alícuotas en cada una de las celdas, abriendo para tal efecto la válvula correspondiente, haciéndose esto en el orden de arriba hacia abajo, cada cierto tiempo, se analizaron las alícuotas, se hicieron los cálculos necesarios para graficarlos y analizarlos, con un Espectrofotómetro de Absorción Atómica (Ver Figura 4).

3.5. Técnica Experimental.

Los experimentos fueron efectuados en un reactor batch con 250 ml de solución con capacidad de 500 ml con agitación magnética, manteniendo constantes las variables de tiempo de contacto 3 horas, temperatura ambiental 25 °C (298 °K), concentración inicial de oro 1 mg/l, agitación magnética de 500 rpm. En la Tabla 3 se muestran las variables que fueron estudiadas y su rango de evaluación en la experimentación. En esta etapa se evaluó el porcentaje de adsorción de oro y la carga de oro en la resina (g Au/kg de resina) en función del tiempo, para diferentes condiciones experimentales.

Tabla 3. Variables que fueron estudiadas y su rango de evaluación.

Variables	Rango de experimentación
Concentración de oro:	1-8 mg/l
Concentración de tiosulfato de amonio:	0.0064-0.04 M
Concentración de amonio:	0.030-0.816 M
Velocidad de agitación:	200-800 rpm
Tiempo de contacto:	0-3 horas
Temperatura:	25-45 °C.
pH:	9.0-11.5

La metodología experimental seguida en cada experimento se evaluó en las mismas condiciones la metodología a seguir fue la siguiente: Se agregaron al reactor batch la disolución acuosa, se ajustó la temperatura y pH. Se agregó la resina a la disolución y se

agitó el reactor magnéticamente para obtener una adsorción de oro en determinado tiempo. Se sacaron muestras de la fase acuosa de aproximadamente 10 ml, cada media hora, para el análisis químico de absorción atómica. En forma continua se midió el pH y temperatura de la disolución. En un tiempo de 3 horas se detenía la agitación, se separó la resina de la disolución acuosa y se lavó para su posterior análisis químico.

Preparación de soluciones:

- 1.- Solución de tiosulfato de amonio 0.04 M.
- 2.- Solución de hidróxido de amonio (NH_4OH).
- 4.- Solución estándar de oro.

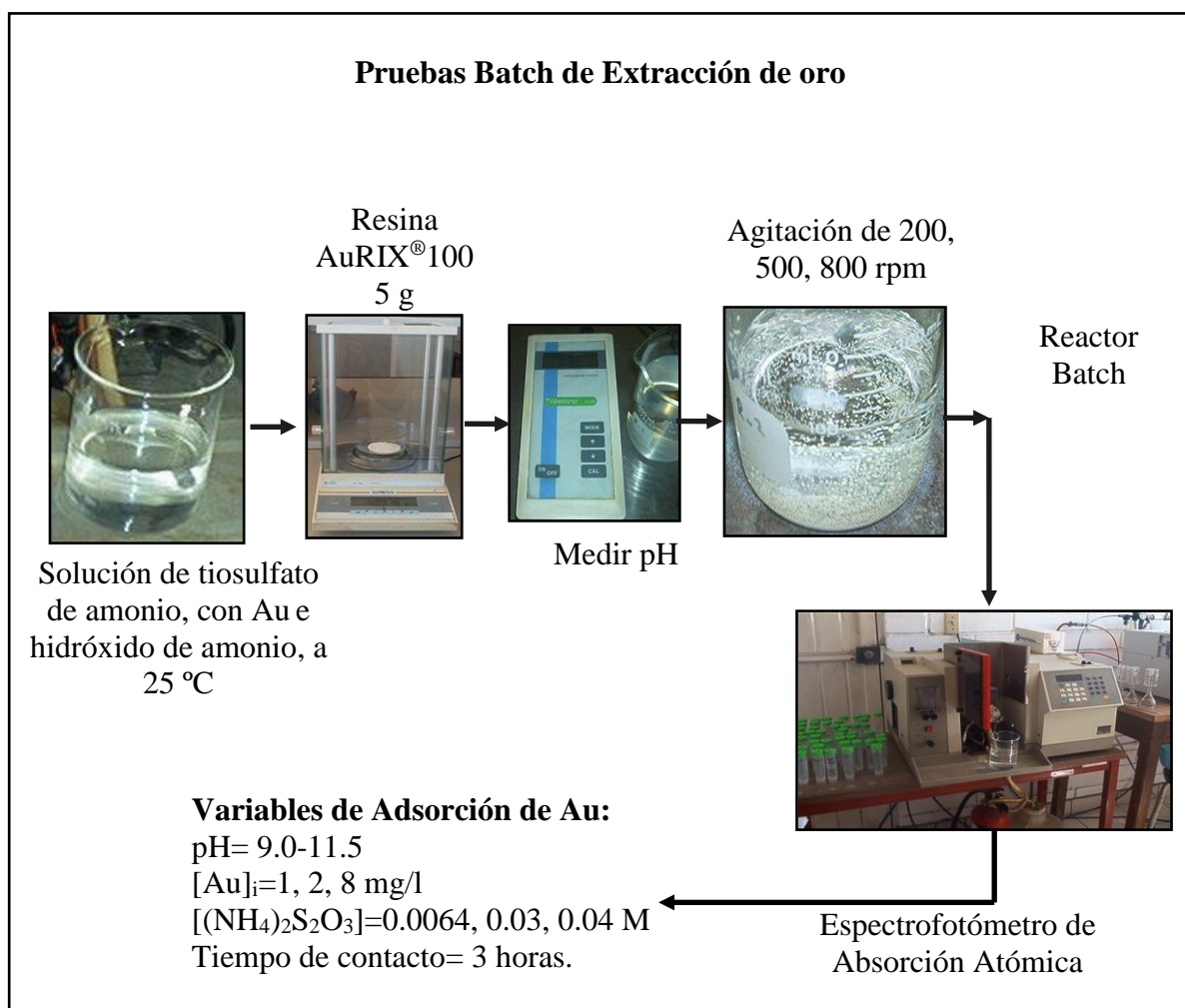


Figura 3. Esquema de metodología desarrollada en pruebas batch.

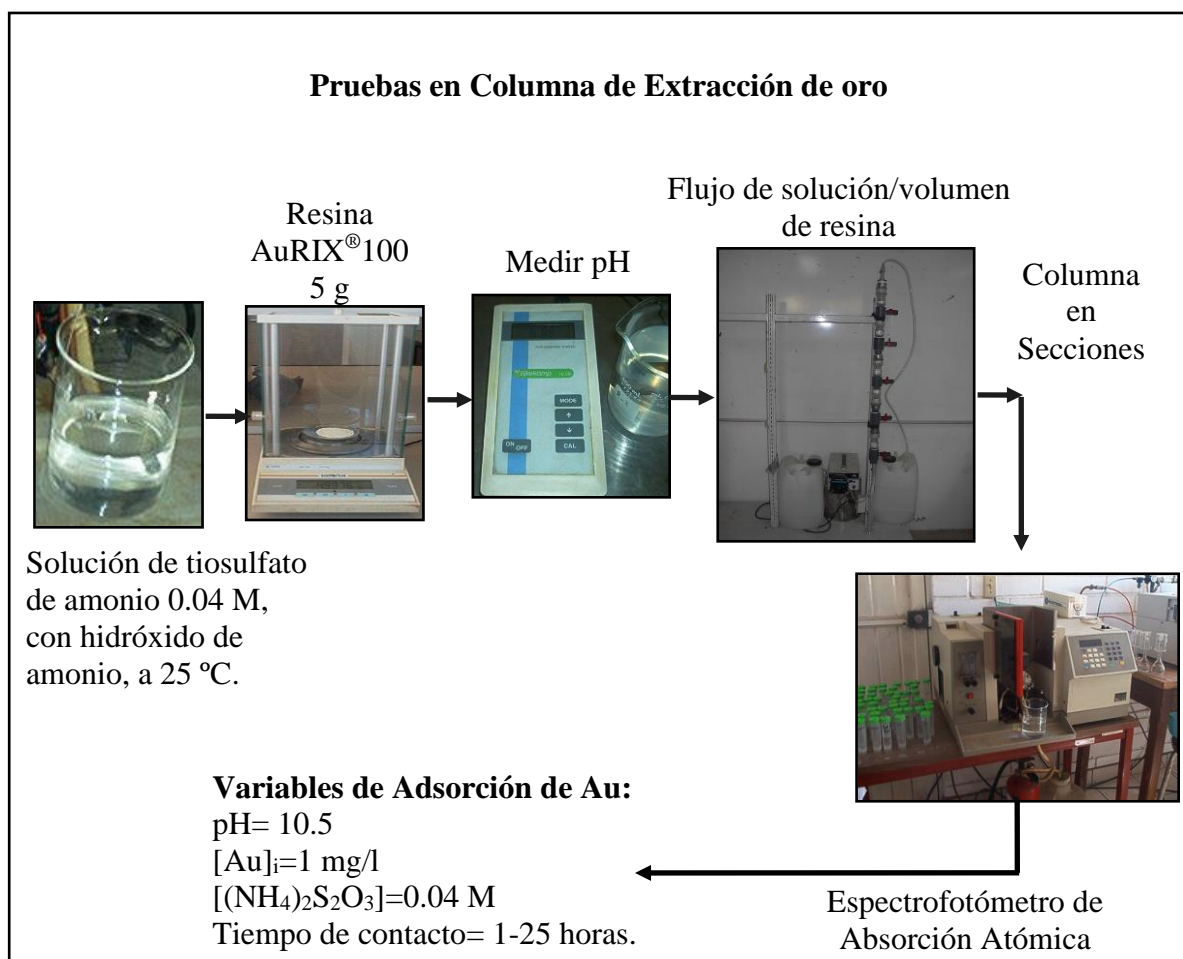


Figura 4. Esquema de metodología desarrollada en pruebas en columna.

3.6. Variables del Proceso.

En el presente trabajo se estudió el comportamiento particular de cada una de las siguientes variables:

Velocidad de Agitación. Los niveles de variación utilizados fueron del orden de 200, 500 y 800 rpm, en vista de que se utilizó agitación magnética y estos valores corresponden a las velocidades mínima y máxima que se alcanzaron con estos equipos. Se descartó la utilización de agitación mecánica, debido a que los volúmenes a manejar fueron

pequeños, del orden de 250 ml y se podían tener pérdidas por salpicaduras a mayores velocidades.

Tiempo de Contacto. Se contempló iniciar la experimentación de esta variable, en lapsos de 30 minutos, hasta 3 horas, dado que en pruebas preeliminares se observó que la extracción ocurría en durante ese tiempo.

Efecto de la Concentración de Oro. En la literatura se encontró que se manejaban concentraciones de oro de 1 mg/l a 8 mg/l, propio de las reacciones químicas estudiadas, razón por la que se decidió iniciar la experimentación, con concentraciones de 1 mg/l, hasta la obtención del máximo valor del porcentaje de extracción.

Efecto de la Concentración de Tiosulfato de Amonio. En esta variable fueron analizadas las siguientes concentraciones de 0.0064, 0.03 y 0.04 M, razón por la que se decidió iniciar la experimentación, con concentraciones de 0.04 M, hasta la obtención del máximo valor del porcentaje de extracción.

Efecto de la Concentración de Hidróxido de Amonio. Se manejaban concentraciones mayores a las utilizadas de 0.030, 0.816 M, razón por la que se decidió utilizar en la experimentación, con concentraciones de 0.292 M.

Efecto de Temperatura. Los valores evaluados fueron 25 °C, 35 °C, y 45 °C, para saber la influencia que tiene esta variable en el proceso.

Influencia del pH. De acuerdo a la información, se estableció que el pH, producto de la lixiviación, se ajustaron a 9.0–11.50 con la adición de hidróxido de amonio en la preparación de soluciones y para el estudio de las reacciones químicas, se decidió establecer un rango de operación entre 9.0 a 11.50, con pruebas cada media unidad, se elaboró una curva del porcentaje de extracción y se ajustó el pH con hidróxido de amonio, con la cantidad necesaria al mejor resultado obtenido.

3.7. Condiciones de Operación.

Las pruebas de extracción se llevaron a cabo en un matraz de capacidad de 500 ml, con disolución acuosa de 250 ml. La agitación se realizó agitación magnética a 200, 500 y 800 rpm.

En ambas fases de la experimentación, la concentración de tiosulfato de amonio fue de (0.04 M) y antes de correr las pruebas, utilizando como variable el pH, se alcalinizó la solución acuosa con hidróxido de amonio.

Los análisis de los iones metálicos en solución se realizaron en Absorción Atómica del acuoso solamente y por balance de masa se calculó la concentración de oro en la resina.

A partir de la solución estándar de trabajo de 1000 mg/l se prepararon soluciones de oro de 1-8 mg/l, y tanto los estándares de calibración del espectrofotómetro como para la experimentación, se tomaron las alícuotas correspondientes y se aforaron con la solución de tiosulfato de amonio.

CAPITULO 4

4. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Análisis de Caracterización de la Resina AuRIX®100

A continuación se presentan los resultados experimentales de los análisis de caracterización de AuRIX®100, se muestran los difractogramas de rayos X, y análisis de microscopia electrónica de barrido (MEB). En las siguientes Figuras 5 y 6 se muestran el análisis de Rayos X.

4.1.1. Análisis de Rayos X

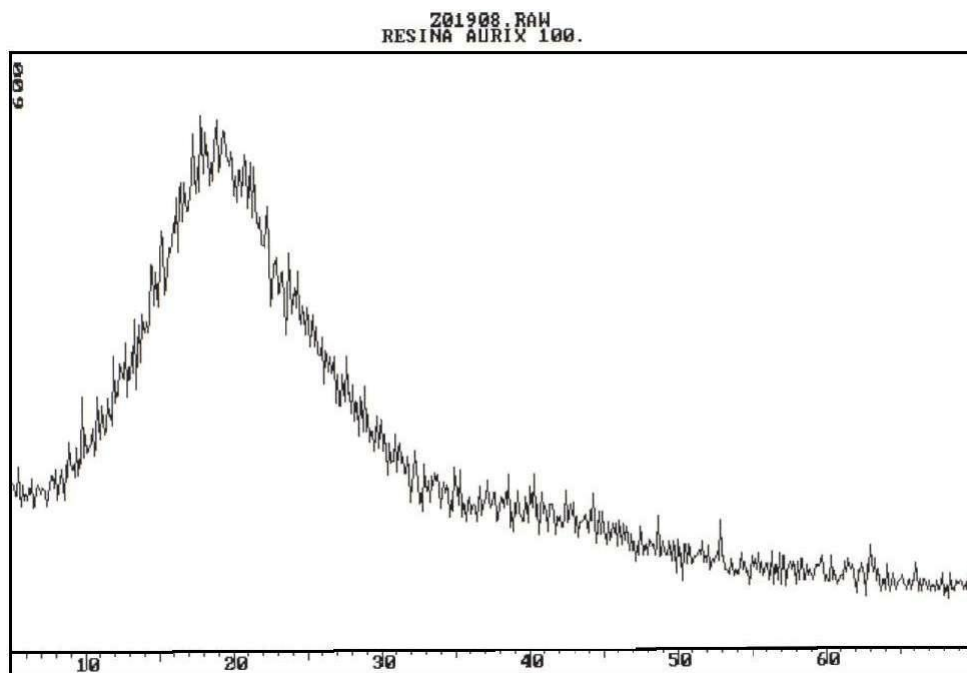


Figura 5. Difractograma de Rayos X: 201908 RAW, Resina AuRIX®100.

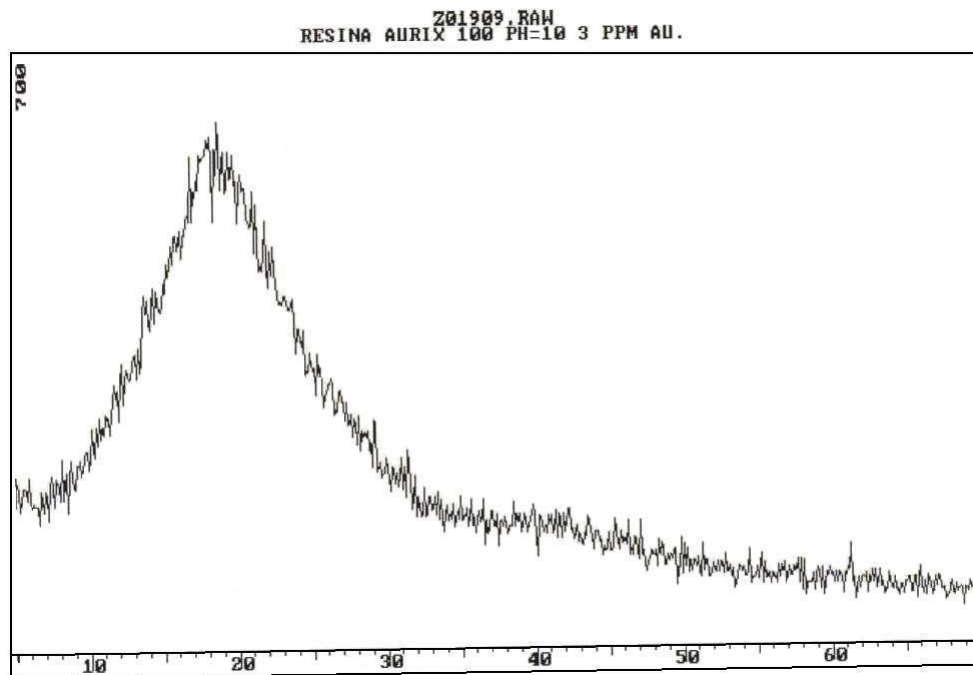


Figura 6. Difractograma de Rayos X: 201909 RAW, Resina AuRIX[®]100, pH=10, [Au]_i= 3 mg/l.

Se puede establecerse que debido a que la cantidad de oro es de 3 mg/l, no es detectable por rayos X, y no se nota un cambio considerable por la diferencia de concentración de oro.

4.1.2. Análisis de Microscopia Electrónica de Barrido (MEB)

El microscopio electrónico de barrido, esta equipado con un sistema de energía dispersa de rayos X (EDS), destinado a efectuar microanálisis químicos aplicables en diferentes campos de mineralogía, geología, metalurgia, metal mecánica, petroquímica, mundo minero, etc. Para identificar los elementos químicos presentes en una muestra, esta técnica se basa en la emisión de rayos X característico de cada elemento. Para lograr esto, un haz de electrones acelerados, del orden de algunos nanómetros (nm) de diámetro, es dirigido hacia una zona particular sobre la superficie de la fase en la cual se desea determinar la composición química. Un volumen muy pequeño de materia, de solo

algunos micrómetros cúbicos, emite rayos X, cuyo análisis espectral nos permitió determinar los elementos químicos que están presentes en la fase excitada, así como sus concentraciones. En el sistema EDS se pueden detectar todos los elementos de número atómico superior a cinco (del Boro al Uranio). El límite de la detección está en función del elemento analizado. Estos varía generalmente alrededor de algunas centenas de partes por millón (ppm), con un error aproximado de uno por ciento.

Para el análisis cuantitativo es necesario efectuar una excelente preparación de la superficie a analizar. Es muy importante enfatizar que esta técnica no es destructiva ni para la muestra a analizar ni para el medio ambiente y comparativamente con otras técnicas que se utilizan productos químicos, es la mejor alternativa de análisis.

Una imagen en MEB de la resina AuRIX[®]100 proporciona información sobre su estructura superficial, forma, como lo muestran las Figuras, 7, 8, 9, 10.

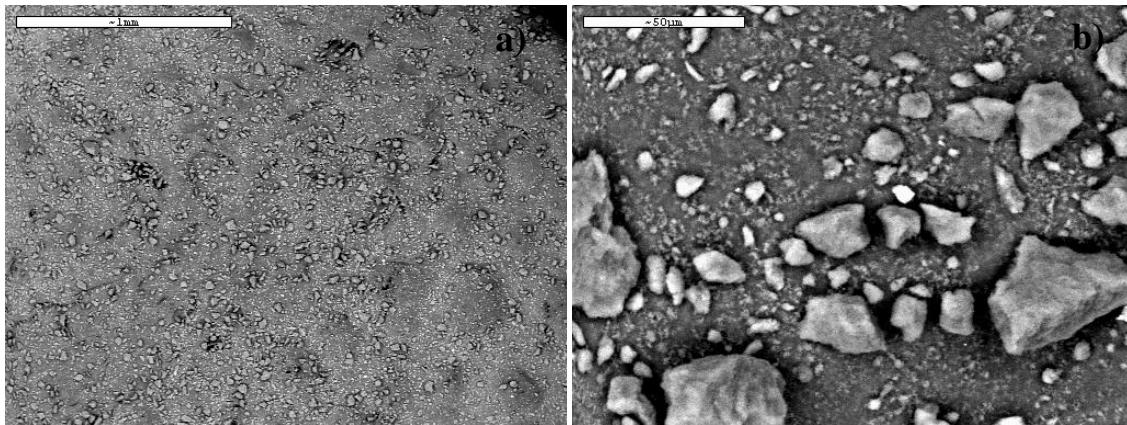


Figura 7(a) Micrografía de MEB de la resina AuRIX[®]100 con aumento 50 X.

Figura 7(b) Micrografía de MEB de la resina AuRIX[®]100 con aumento 750 X.

En la Figura 7(a) se observa la Resina AuRIX[®]100 en una escala de 1 mm, presentando una variación de tamaño de partícula con una forma estructural porosa y con diferentes cavidades en su estructura, la Micrografía de MEB de la resina AuRIX[®]100 con aumento 50 X. También se muestra en la Figura 7(b), a 50 µm, la micrografía de MEB de la resina AuRIX[®]100 con aumento 750 X.

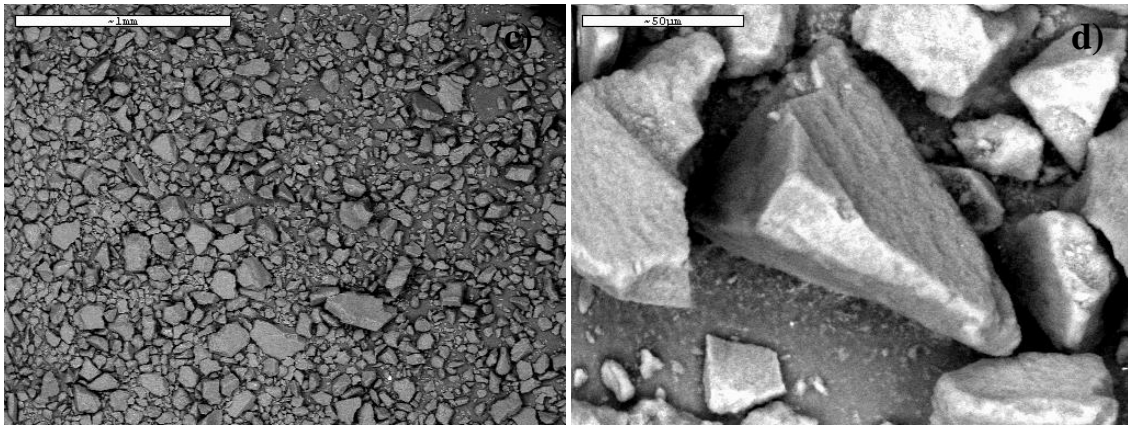


Figura 8(c). Micrografía de MEB de la resina AuRIX[®]100, pH= 10, [Au]_i= 3 mg/l con aumento 50 X. 8(d) Micrografía de MEB de la resina AuRIX[®]100, pH= 10, [Au]_i= 3 mg/l con aumento 750 X.

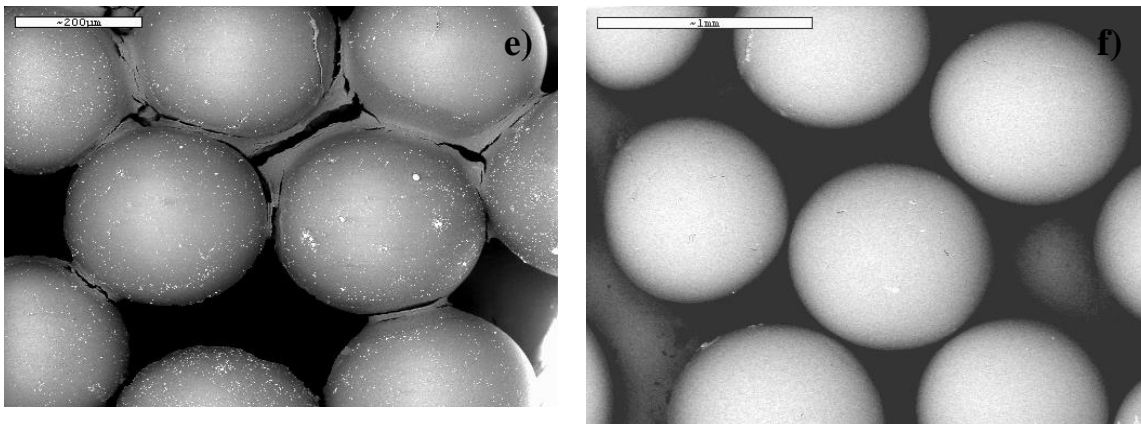


Figura 9(e). Micrografía de MEB AuRIX[®]100 con aumento 50 X, en solución industrial con oro, cianuro y cal como modificador de pH [10]. 9(f) Micrografía de MEB de la resina AuRIX[®]100. Condiciones: [Au]_i= 1 mg/l; 5 g. de AuRIX[®]100; pH= 9.0 y T= 25 °C, con aumento 50 X, e hidróxido de amonio como modificador de pH.

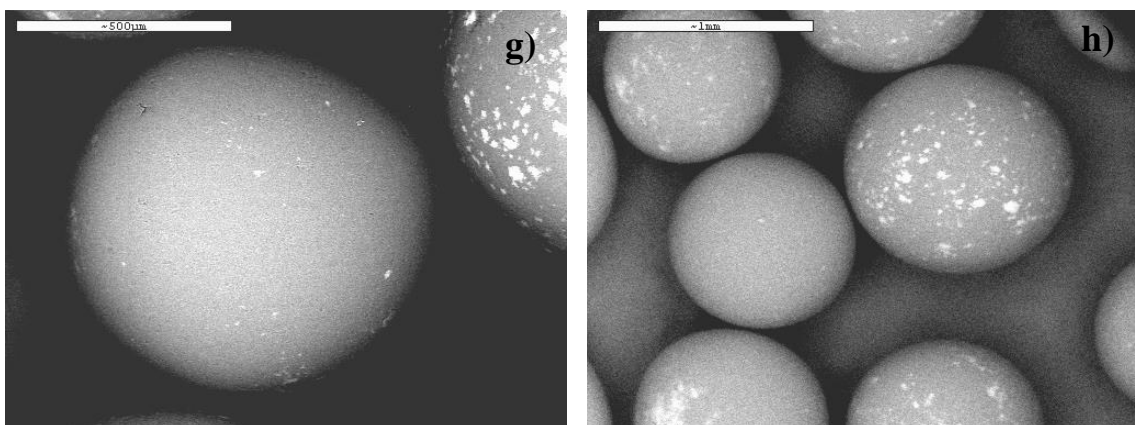


Figura 10(g). Micrografía de MEB de la resina AuRIX®100 con aumento de 100 X.

10(h) Micrografía de MEB de la resina AuRIX®100, con aumento de 50 X.

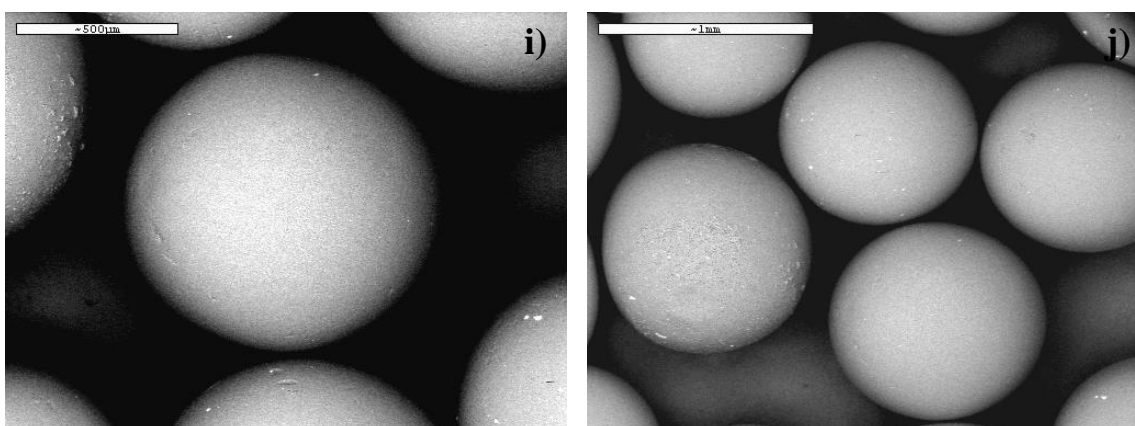


Figura 11(i). Micrografía de MEB de la resina AuRIX®100, resina sin activar, con aumento de 75 X.

11(j) Micrografía de MEB de la resina AuRIX®100, resina sin activar, con aumento de 50 X.

4.2. Adsorción de oro en AuRIX®100.

4.2.1. Comportamiento de los Parámetros de Adsorción.

A continuación se presentan los resultados experimentales en la evolución del efecto de cada una de las variables consideradas, en la extracción de oro con tiosulfato de amonio con resina AuRIX®100, los datos de la figuras se reportan en el Apéndice A.

4.2.1.1. Efecto de la Activación de la Resina AuRIX[®]100.

Esta prueba se realizó por que se recomienda que la resina se convierta primero a la forma de base libre por dos contactos con 1 molar de hidróxido de sodio (2 volumen de sosa cáustica/volumen de resina), y después lavar con agua hasta que el pH sea neutro (Ver Figura 12).

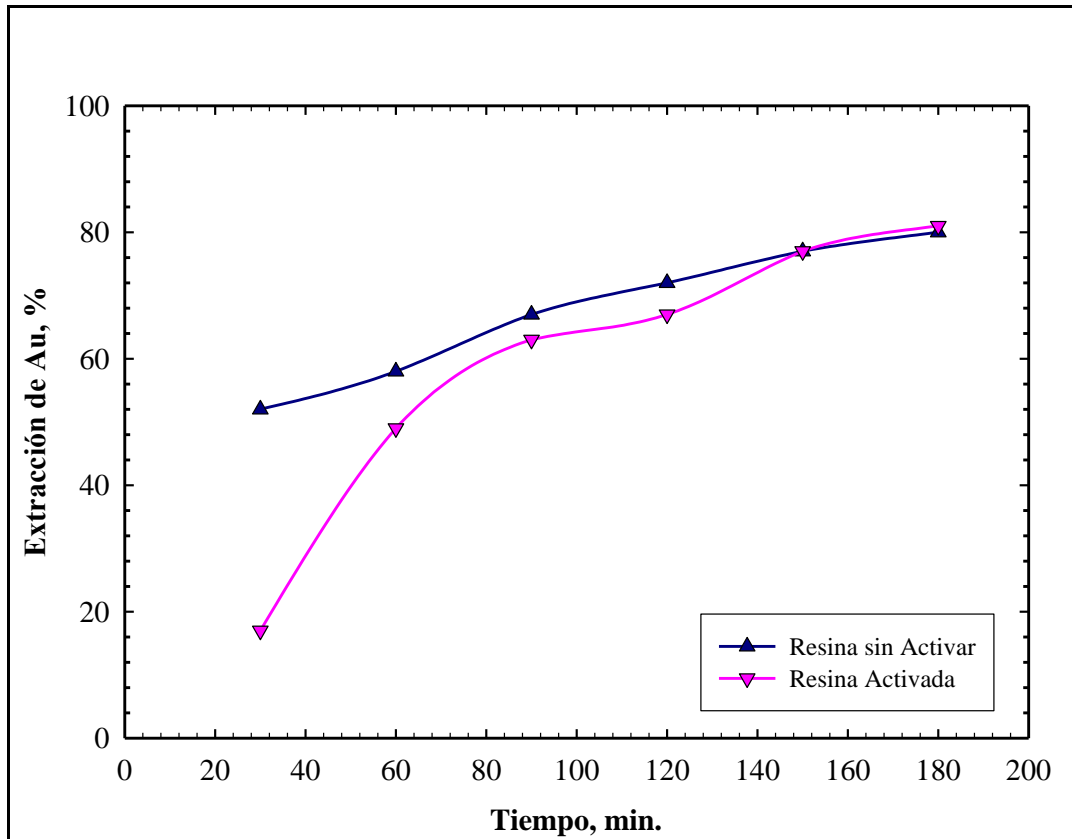


Figura 12. Efecto de activación de la resina AuRIX[®]100 en la extracción de oro.

Condiciones: $[Au]_i = 1 \text{ mg/l}$; 5 g. de AuRIX[®]100; pH= 9.0 y T= 25 °C.

Se observó que no es necesario la activación de la resina AuRIX[®]100, el porcentaje de extracción es similar y la resina sin activar obtuvo un mayor porcentaje de extracción, además para la resina activada se tenía que neutralizarla y eso tomaba tiempo para neutralizar el pH.

4.2.1.2. Efecto de la Concentración Inicial de oro.

Se realizaron experimentos usando diferentes concentraciones de oro, de 1 mg/l, 2 mg/l, y 8 mg/l, manteniendo el resto de los parámetros constantes. Los resultados de esta prueba se muestran en la Figura 13, observándose que la extracción de oro se incrementa considerablemente con el aumento de la cantidad de resina. Esto se debe al correspondiente incremento del área de contacto, aumentando con ello la disponibilidad de sitios de adsorción. Los resultados obtenidos para la concentración inicial, coinciden con los obtenidos en otros sistemas de extracción de metales preciosos a partir de soluciones de tiosulfato.

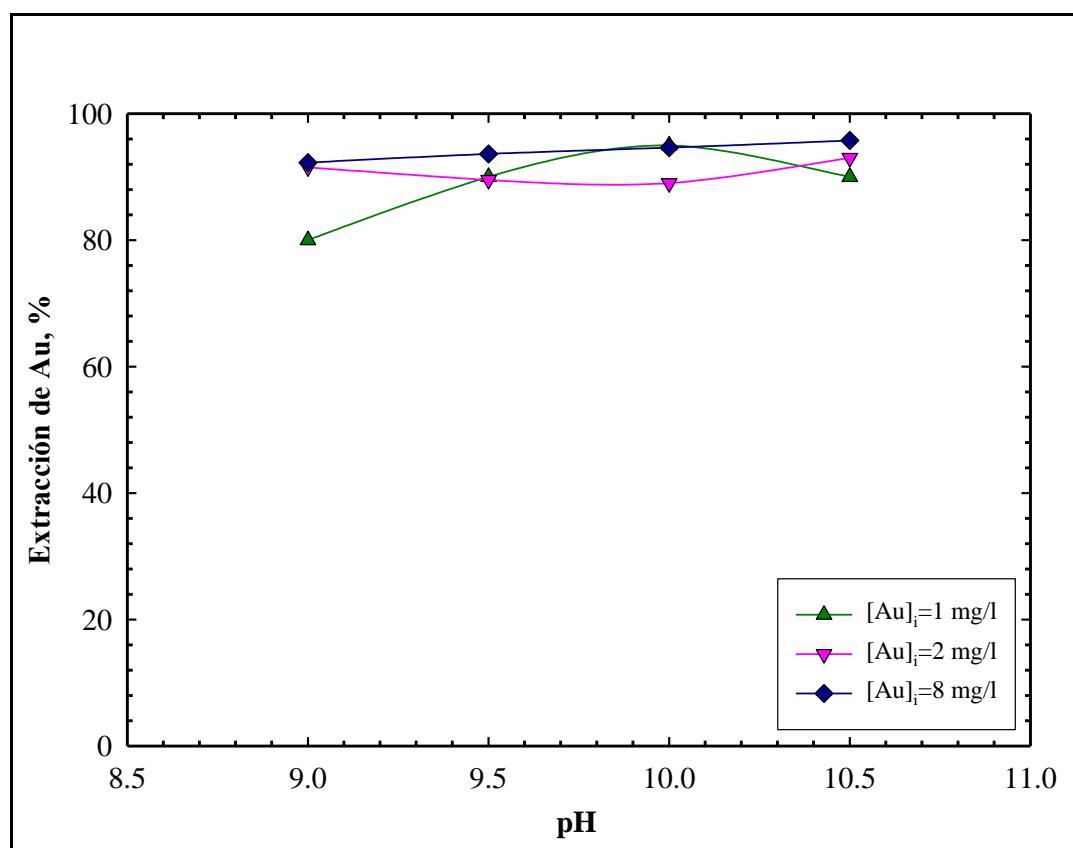


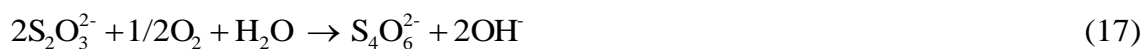
Figura 13. Efecto de la concentración inicial en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100. Condiciones: [Au]_i= 1, 2, 8 mg/l; 0.04 M (NH₄)₂S₂O₃; 500 rpm; 5 g. de resina AuRIX[®]100; pH= 10.5; T= 25 °C y S/L=20 g/l.

La concentración de 1 mg/l de oro fue seleccionada por que el porcentaje de extracción de oro es aceptable, comparada con los otros valores estimados y para evitar efectos negativos. Tomando en cuenta los valores de extracción de oro, depende mucho del mineral a tratar, por lo tanto se hace referencia a la similitud en los porcentajes de extracción, (Kerley et al., 1981, 1983) con un porcentaje de extracción de 95 %, en un mineral sulfuro 2 % Mn, (Hu y Gong et al., 1991) con un porcentaje de extracción de 95.6 %, en un mineral 0.048 % MnO_2 y 3.19 % Cu, (Murthy et al., 1991) con un porcentaje de extracción de 95 % en un mineral Pb-Zn sulfuro 22.5 g/t Ag, 0.44 % Cu, 0.68 % Zn, (Yen et al., 1998, 1999) con un porcentaje de extracción de 95-97 % en un mineral con oro y cobre 0.36 % Cu.

4.2.1.3. Efecto de la Concentración de Tiosulfato de Amonio.

Las concentraciones evaluadas fueron de 0.00674, 0.03 y 0.04 M, el comportamiento de este efecto se muestra en la Figura 14, donde se observó el efecto de la concentración de tiosulfato en la adsorción y carga de oro en la resina al trabajar a pH 10.5. Es evidente el efecto positivo que produce el contenido de tiosulfato en la disolución acuosa sobre el porcentaje de oro adsorbido, después de 3 h de contacto. Con presencia de tiosulfato, la adsorción de oro alcanzó a 0.00674 M de tiosulfato la adsorción disminuyó a 98 % (0.049 g Au/kg resina), 0.03 M de tiosulfato la adsorción a 98 % (0.049 g Au/kg resina) y 0.04 M de tiosulfato la adsorción aumento a 99 % (0.0495 g Au/kg resina).

En términos de porcentajes de extracción de oro en la resina, existió solo una diferencia del 1.01 % en las condiciones evaluadas, lo cual es atribuible a la pequeña cantidad de oro existente en el sistema en relación a la masa de resina. Este deterioro en la adsorción de oro producto de la presencia de tiosulfato puede ser atribuido a un efecto de competencia de los distintos complejos presentes por los sitios fáticos de la resina, pero además por la oxidación que sufre el tiosulfato a tetrionato con el oxígeno disuelto, el cual también puede ser adsorbido por la resina. El tiosulfato es oxidado a tetrionato de acuerdo con la siguiente reacción:



La selectividad de la resina por el complejo de oro $\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_3^{2-}$ en relación al tiosulfato y tetrationato disminuye con la concentración inicial de tiosulfato, ya que con 0.0064 M de $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ la disminución en la adsorción de oro, después de 3 horas de contacto, fue de solo el 1.01 %. Para mayores concentraciones de tiosulfato como por ejemplo 0.04 M, después de 3 h de contacto, alcanzó un 1.01 %. En cambio, para esta misma concentración de tiosulfato y tiempo de contacto de 150 min, la disminución en la adsorción de oro solo fue del 1.02 %.

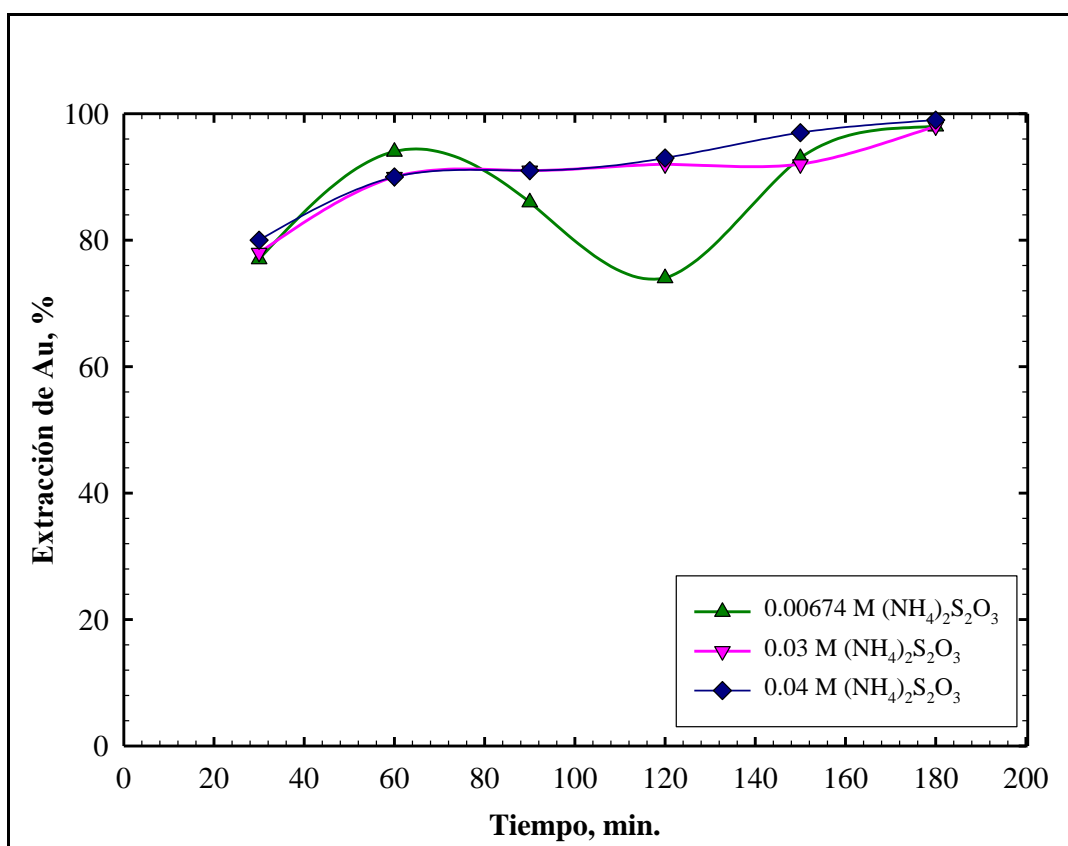


Figura 14. Efecto de la concentración de tiosulfato de amonio en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100, en función del tiempo. Condiciones: $[\text{Au}]_i = 1 \text{ mg/l}$; 0.00674, 0.03, 0.04 M $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$; 500 rpm; 5 g. de resina AuRIX[®]100; pH= 10.5 y $T = 25 \text{ }^\circ\text{C}$.

Los resultados de esta variable son diferentes a los que obtuvieron (Navarro P., et al, 2006) donde trabajaron con concentraciones superiores de tiosulfato de 0-0.5 M, y una resina Amberlita IRA-410. Las concentraciones investigadas son menores a la investigación de (Navarro P., et al, 2006), en cambio (Hernández Castro J, Luna Sánchez R. M. y Lapidus Lavine G.T., 2006), trabajaron con concentraciones de 0.2-0.05 $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ M., obtuvieron buenos resultados en la conversión de oro con una concentración de 0.05 M $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$, 0.1 M $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ y 0.2 M $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$.

4.2.1.4. Efecto de la Concentración de Hidróxido de Amonio.

De acuerdo con Figura 15, el hidróxido de amoníaco si tiene un efecto notorio en la adsorción de oro, pues después de 3 h de contacto para diferentes concentraciones de NH_3 , el porcentaje de oro adsorbido varió apreciablemente.

Inicialmente, se nota una mayor adsorción de oro con menores concentraciones de hidróxido de amonio, lo cual puede deberse a una mayor velocidad de difusión del complejo de oro en dichas condiciones experimentales.

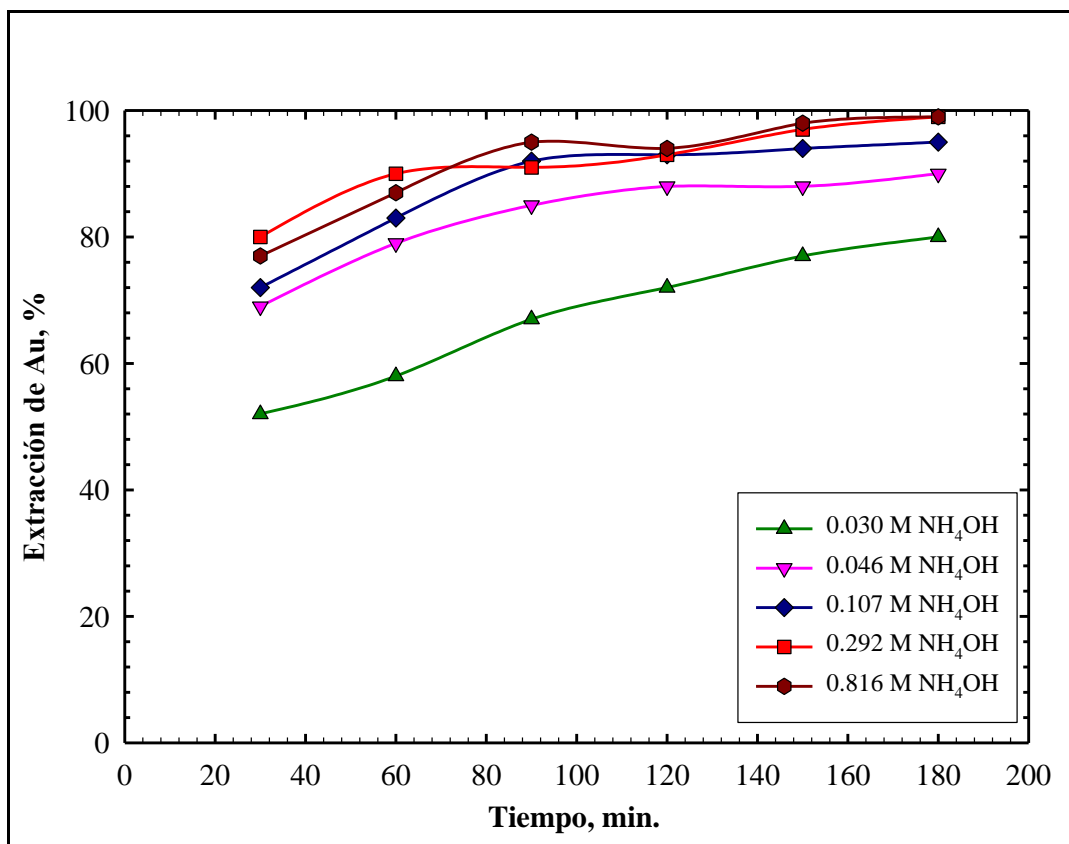


Figura 15. Efecto de la concentración de hidróxido de amonio en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100. Condiciones: [Au]_i= 1 mg/l; 0.04 M (NH₄)₂S₂O₃; 500 rpm; 5 g. de resina AuRIX[®]100; pH= 10.5 y T= 25 °C.

Las investigaciones realizadas que coinciden con estos resultados son: (Block-Bolten y Torma et al, 1985, 1986), trabajaron con NH₃ 0.75 M, (Langhans et al, 1992), con NH₃ 0.09 M, (Yen et al, 1996), con NH₃ 0.2 M, (Wan y Brierley, et al, 1997), con NH₃ 0.1 M, (P Navarro, et al, 2006), con NH₃ 0-0.5 M.

4.2.1.5. Efecto de la Velocidad de Agitación.

La importancia de estudiar el efecto causado por la velocidad de agitación fue que el sistema debe contar con cierta agitación, para tener las condiciones requeridas de una adecuada transferencia de masa. Además, es necesario conocer las velocidades para la

extracción óptimas, que no afecten en su momento al porcentaje de extracción de oro, o en su efecto en la formación de emulsiones ó de separación de fases. Las pruebas fueron realizadas con agitación magnética, se seleccionó la velocidad de agitación de 200, 500 y 800 rpm las velocidades más altas de 800 rpm generaban problemas de salpicaduras por los bajos volúmenes de solución, además que no influyó en un aumento del porcentaje de extracción de oro, los datos obtenidos se muestran en la Figuras 16 y 17, para efecto de la adsorción pudo observarse que no requieren una alta velocidad de agitación, pero si es necesaria la velocidad para mantener las partículas en movimiento o suspensión minimizando su asentamiento en el fondo del reactor. El comportamiento general indica que un incremento en la velocidad de agitación genera un incremento en la velocidad de extracción.

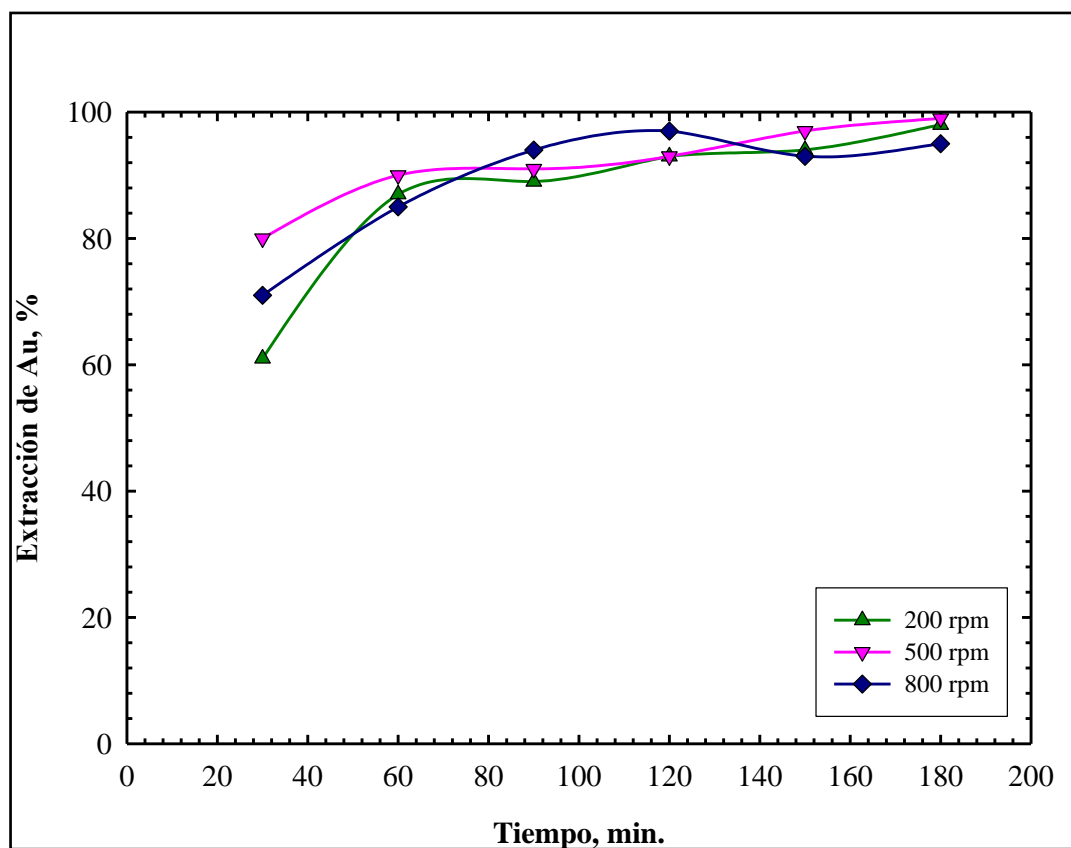


Figura 16. Efecto de la velocidad de agitación en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100. Condiciones: $[Au]_i = 1 \text{ mg/l}$; $0.04 \text{ M } (NH_4)_2S_2O_3$; 5 g. de AuRIX[®]100; pH= 10.5 y T= 25 °C.

Para valores de 1 mg/l de oro a 500 rpm, el incremento en la velocidad de extracción no es significativo como se muestra en la Figura 16. Por otra parte la velocidad de agitación debe ser a un nivel tal que ayude la transferencia de reactantes, como iones tiosulfato y el oxígeno, a la superficie de oro ayudando a la remoción de productos de reacción, en la interface donde la disolución de oro se lleva a cabo [44]. Pero a una velocidad de agitación alta puede provocar una oxidación de los iones tiosulfato lo cual también influye negativamente en la extracción [44].

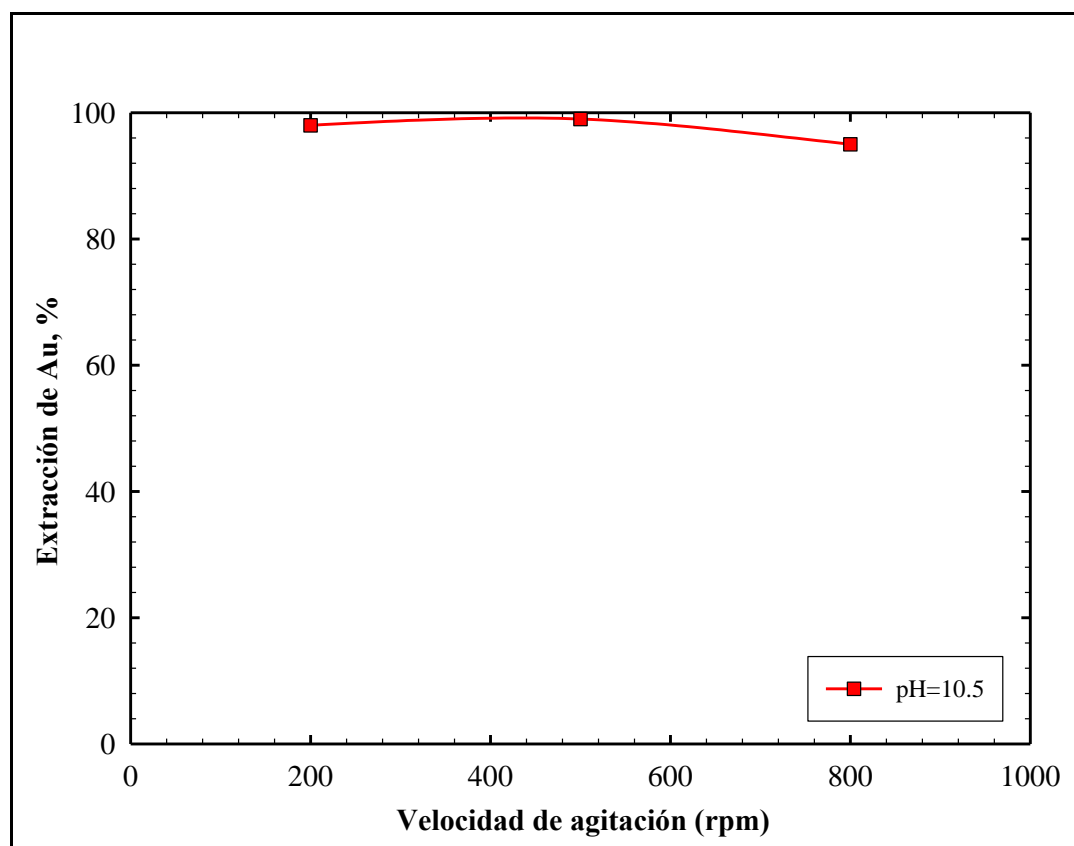


Figura 17. Comportamiento en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100 con respecto a la velocidad de agitación 200, 500 y 800 (rpm). Condiciones: $[Au]_i = 1 \text{ mg/l}$; $0.04 \text{ M } (NH_4)_2S_2O_3$; 5 g. de AuRIX[®]100; pH= 10.5 y $T = 25 \text{ }^\circ\text{C}$.

De acuerdo a la Figura 17 la velocidad de agitación de 200, 500 y 800 rpm no fue un factor determinante sobre la velocidad de extracción, por lo tanto, se seleccionó una velocidad de agitación de 500 rpm. Los resultados obtenidos para la velocidad de

agitación coinciden principalmente con los valores de 500 rpm (Arevalo A. J, 2007), dado que se trabajo con tiosulfato y difieren un poco a (Navarro P., et al, 2006), que manejan una velocidad de agitación de 800 rpm, encontrando un máximo de extracción alrededor de 800 rpm, debido a que se trabajó con mineral y concentraciones de amoniaco de 0-0.5 M y concentraciones de oro de 8 mg/l, para minerales de alta ley.

4.2.1.6. Efecto del Tiempo de Contacto.

Es necesario saber en que momento se realizó la extracción de oro, y cual fue el tiempo de contacto que requiere para ello, se determinó que los mejores resultados se llevaron a cabo en 120–180 min. como se muestra en la siguiente Figura:

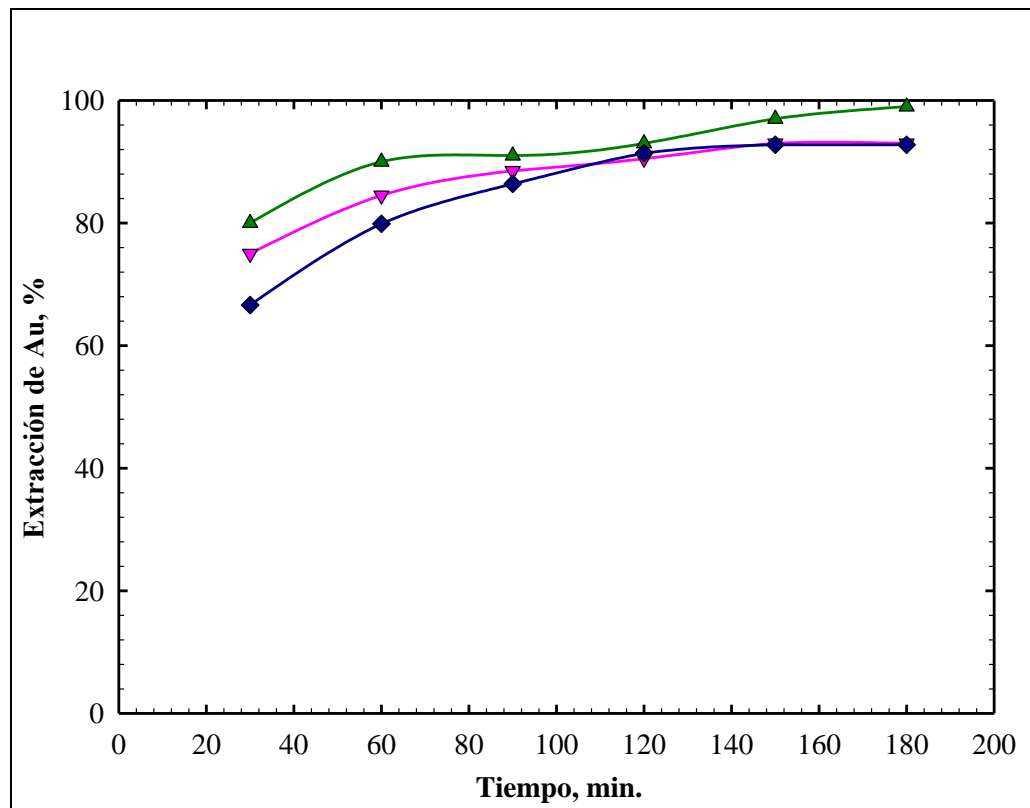


Figura 18. Efecto del tiempo de contacto en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100. Condiciones: [Au]_i= 1, 2, 8 mg/l; 0.04 M (NH₄)₂S₂O₃; 500 rpm; 5 g. de AuRIX[®]100; pH= 10.5 y T= 25 °C.

La lista de las condiciones que se usaron en la literatura reportada fueron, con un tiempo de retención de 3 horas (Tozawa et al, 1981), (Hemmati et al, 1989), (P Navarro et al, 2006) y con un tiempo de contacto de 4 horas, (Murthy et al, 1991).

4.2.1.7. Efecto del pH.

El efecto de pH fue estudiado para valores de 9, 9.5, 10, 10.5, 11, y 11.5. En la Figura 22. Se muestran los resultados obtenidos al estudiar el efecto de pH en la adsorción y carga de oro en la resina. Con 0.04 M de tiosulfato y de acuerdo con otras condiciones experimentales en estudio, el oro se encontró en disolución en forma del complejo $\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$, el cual fue adsorbido rápidamente en todos los casos (en los primeros 120 min) para llegar al equilibrio alrededor de los 180 min.

El porcentaje de oro adsorbido después de 3 h de contacto fue prácticamente el mismo en todos los casos, puede apreciarse que hay un incremento en los porcentajes de extracción cuando de incrementa el pH en estas condiciones experimentales. Hubo, no obstante, una mayor velocidad del proceso a pH 10.5 en relación con valores mayores, lo cual puede ser atribuido a una mayor difusividad del complejo $\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$ hacia la superficie de la resina. La carga de oro en la resina alcanzó valores muy similares, para concentraciones de oro de 1-8 mg/l, 0.0495 g Au/kg resina, 0.093 g Au/kg resina, 0.383 g Au/kg resina, respectivamente a pH 10.5 y de 0.0475 g Au/kg resina, de 0.0865 g Au/kg resina, de 0.3785 g Au/kg resina a pH 10.

En la etapa experimental se efectuaron un rango de pH de 9.0-11.5, donde fue seleccionando el pH, más óptimo, quedando como resultado que el pH óptimo es de 10.5, el cambio de pH se efectuó mediante de la adición de hidróxido de amonio a la solución de tiosulfato de amonio, a una concentración de 1 mg/l de oro, se incrementó en una unidad el pH con sucesivas dosificaciones de 0.99, 1.5, 3.5, 9.5, 26.5 y 67.7 ml aproximadamente de hidróxido de amonio, por cada 250 ml de acuoso. Se mantuvieron

los mismos parámetros de operación. En la Figura 22 se muestra el efecto del pH en la extracción de oro. También en las Figuras 19, 20 y 21 se muestran el efecto de pH con diferentes concentraciones de oro.

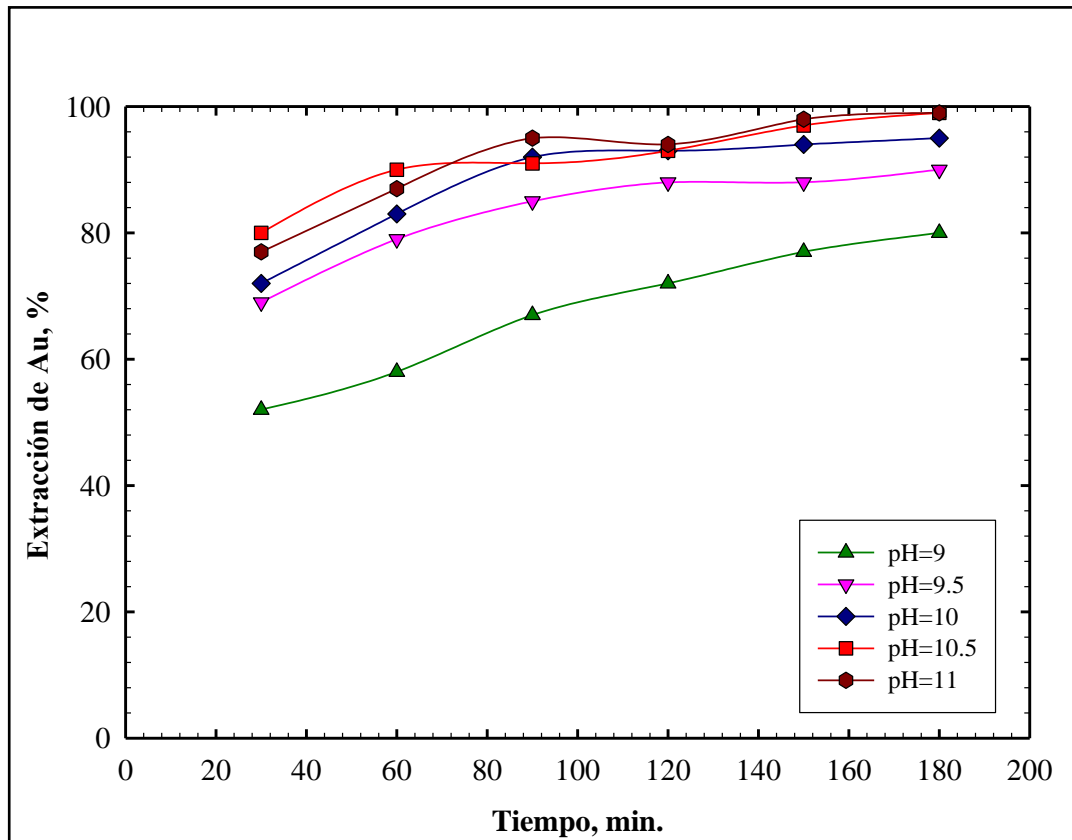


Figura 19. Efecto del pH en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100.

Condiciones: $[Au]_i = 1 \text{ mg/l}$; $0.04 \text{ M } (NH_4)_2S_2O_3$; 500 rpm; 5 g. de AuRIX[®]100;

pH= 9-11 y $T = 25 \text{ }^\circ\text{C}$.

Se observó en la Figura 19 que al incrementar el pH de 9 a 11, con una concentración de oro de 1 mg/l, la extracción de oro también se incrementa, para los diferentes valores evaluados hay una diferencia significativa.

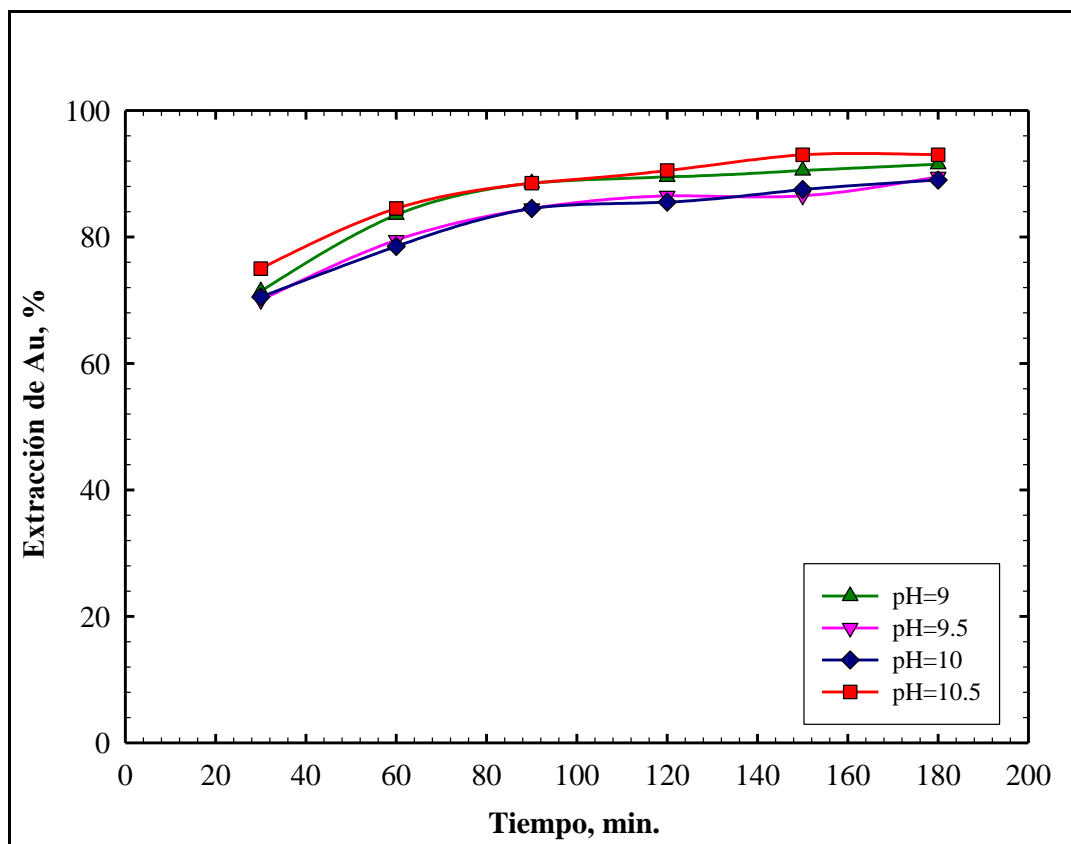


Figura 20. Efecto del pH en la extracción de oro al utilizar Resina AuRiX[®]100.
Condiciones: $[Au]_i = 2 \text{ mg/l}$; $0.04 \text{ M } (NH_4)_2S_2O_3$; 500 rpm; 5 g. de AuRiX[®]100;
pH= 9-10.5 y $T = 25 \text{ }^\circ\text{C}$.

En la Figura 20 se observó que al incrementar el pH de 9 a 10.5, con una concentración inicial de 2 mg/l, la extracción de oro también se incrementa, para los diferentes valores evaluados hay una diferencia significativa.

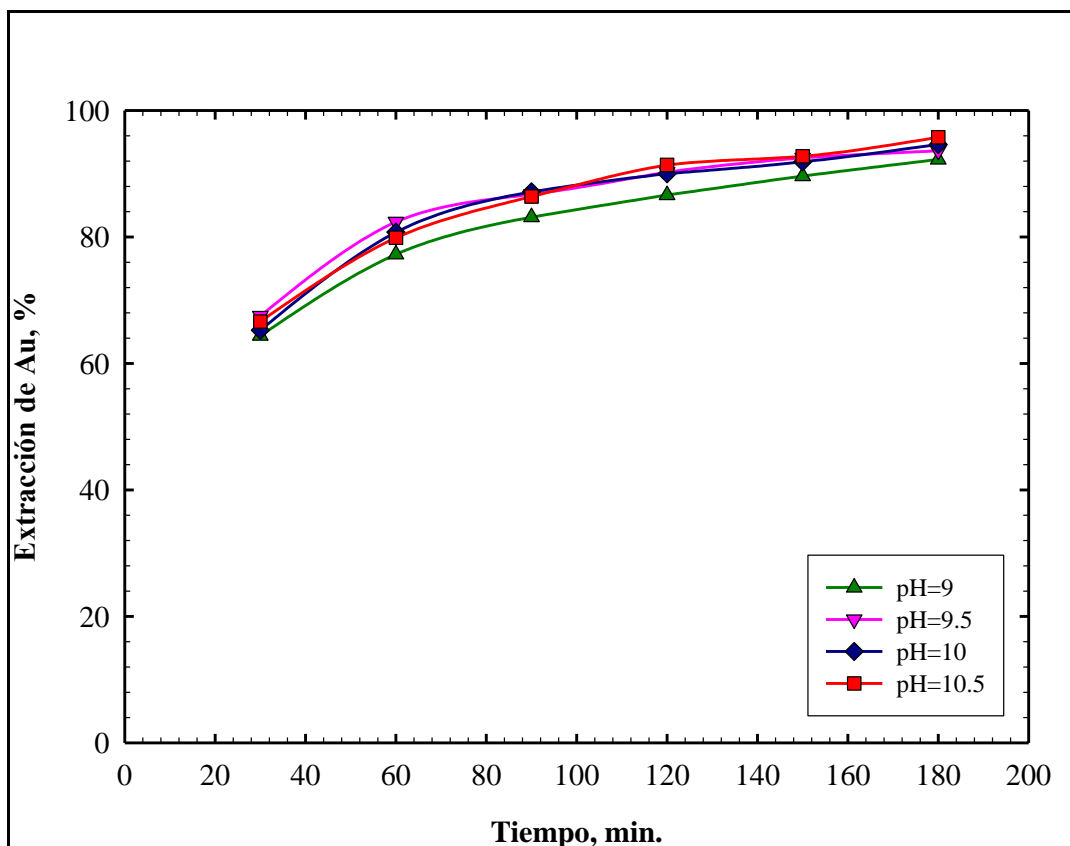


Figura 21. Efecto del pH en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100.
 Condiciones: $[Au]_i = 8 \text{ mg/l}$; $0.04 \text{ M } (NH_4)_2S_2O_3$; 500 rpm; 5 g. de AuRIX[®]100;
 pH= 9-10.5 y $T = 25 \text{ }^\circ\text{C}$.

En la Figura 21 se observó que al incrementar el pH de 9 a 10.5, con una concentración inicial de oro de 8 mg/l, la extracción de oro también se incrementa, para los diferentes valores evaluados hay una diferencia significativa.

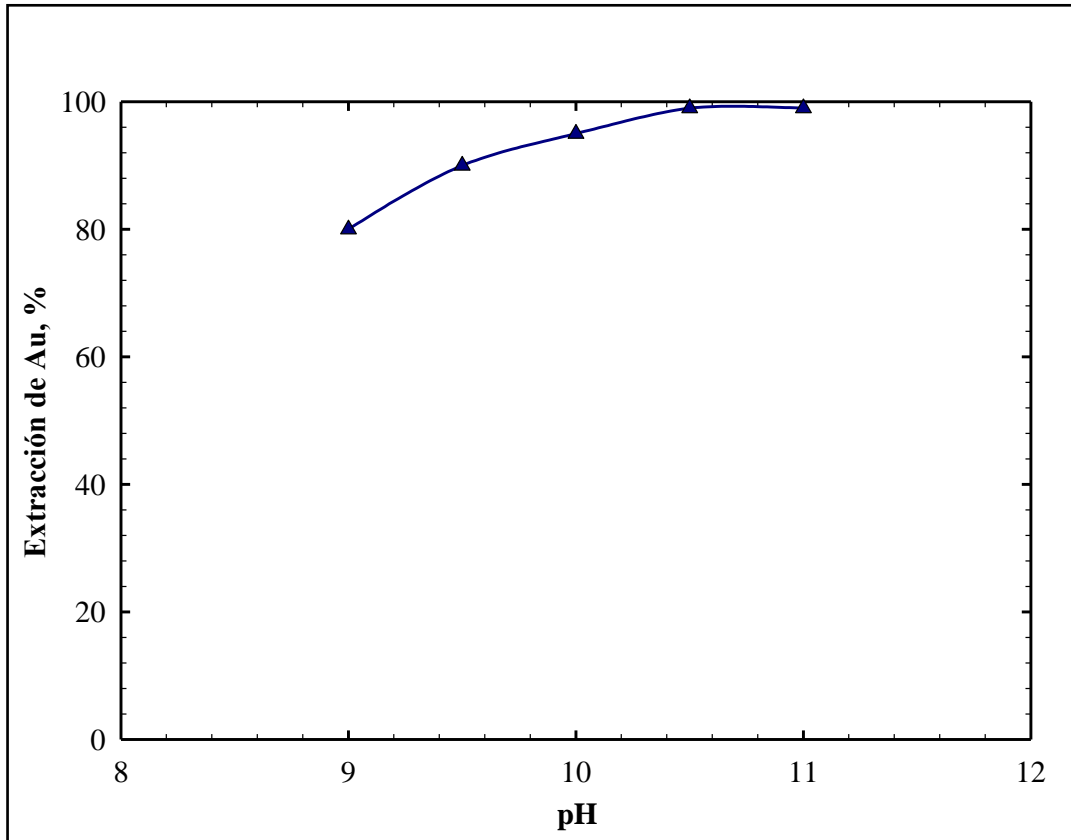


Figura 22. Efecto del pH en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100.

Condiciones: $[Au]_i = 1 \text{ mg/l}$; $0.04 \text{ M } (NH_4)_2S_2O_3$; 500 rpm; 5 g. de AuRIX[®]100 y $T = 25 \text{ }^\circ\text{C}$.

De acuerdo a las Figura 22 el pH óptimo es de 10.5. Este valor es similar al valor reportado por (Zipperian et al., 1988), de pH de 10, (Hemmati et al., 1989), de pH de 10.5, (Cao et al., 1992), de pH de 10-10.5, (Abbruzzese et al., 1995), de pH de 8.5-10.5, (Groudev et al., 1996), de pH de 9.5-10.0, (Yen et al., 1998, 1999), de pH de 10, (Hernández Castro, J., et al., 2006), de pH de 10-11, similarmente (Molleman Ellen y David Dreisinger, 2002), reportan un pH alcalino preferentemente de 9-10, (Zhao J. et al., 1999), reportan un pH de 8-11.

4.2.1.8. Efecto de la Temperatura.

Para conocer el efecto de la temperatura los valores evaluados fueron: 25 °C, 35 °C y 45 °C. La Figura 23 muestra la influencia de esta variable, al incrementarse la temperatura hay un incremento en la velocidad de extracción. Estas pruebas se realizaron con el fin de evaluar el efecto que tiene la temperatura en la extracción de oro.

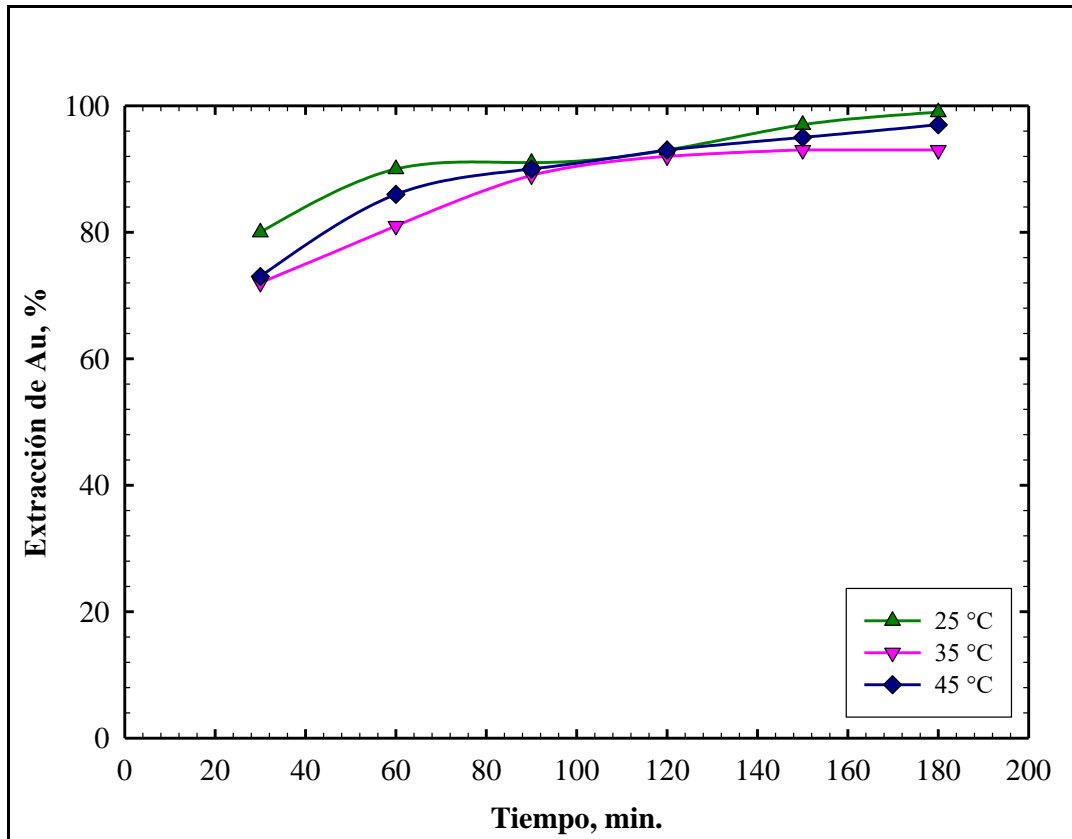


Figura 23. Efecto de la temperatura en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100. Condiciones: [Au]_i=1 mg/l; 0.04 M (NH₄)₂S₂O₃; 500 rpm; 5 g. de AuRIX[®]100; pH=10.5.

Una de las causas fue la oxidación de los iones tiosulfato ya que es acelerada a una temperatura mayor de 45 °C, generando un decremento en la velocidad de extracción, también un incremento de temperatura produce una formación de tetratiónato por lo tanto hay pérdida de tiosulfato [17]. Para evitar trabajar a temperaturas altas se

seleccionó la temperatura ambiente a 25 °C, ya que los mejores resultados encontrados en algunas investigaciones fueron a esa temperatura (Zipperian et al., 1988) trabajaron a temperatura de 50 °C, (Hemmati et al., 1989) a 35 °C, (Hu y Gong, 1991), a 40 °C, (Abbruzzese et al., 1995) y de igual manera los investigadores (Langhans et al., 1992), (Wan et al., 1994), (Groudev et al., 1996), (Yen et al., 1996), (Wan, 1997), (Wan y Brierley et al., 1997), (Yen et al., 1998, 1999), (Hernández Castro, Lapidus Lavine G. T., et al., 2006), (Navarro P., C. Vargas, V. Reveco et al., 2006), trabajaron a temperatura ambiente.

Lo anterior sugirió que la temperatura no influye significativamente en la velocidad de extracción aunque provoca cambios en los equilibrios químicos que ocurren en el sistema, lo recomendable es trabajar a temperatura ambiental.

4.3. Capacidad de Carga de la Resina.

En la medición de la capacidad de carga de máxima fue requerido un componente activo del mismo se llevó a una cierta concentración y mantuvo en la saturación una cantidad determinada de un metal. Este valor denominado, carga de saturación, fue bastante importante para el sistema, ya que gobernó el volumen de flujo de solvente necesario para contactar una cantidad fija de solución de alimentación.

A escala laboratorio fue posible determinar la carga de saturación para un sistema, ya sea por una variación de la relación de volúmenes de acuosos y resina, o por repetidos contactos de orgánico con solución fresca de oro. Estos datos de saturación o de equilibrio también fueron utilizados para construir una isoterma de extracción o isoterma de distribución. Es el extractante el que toma la parte activa en el proceso de extracción, el diluyente únicamente es el medio en que está disuelto este. La máxima capacidad de un solvente depende, entre otras cosas, de la solubilidad global del extractante libre y de la solubilidad de las especies metálicas en el extractante.

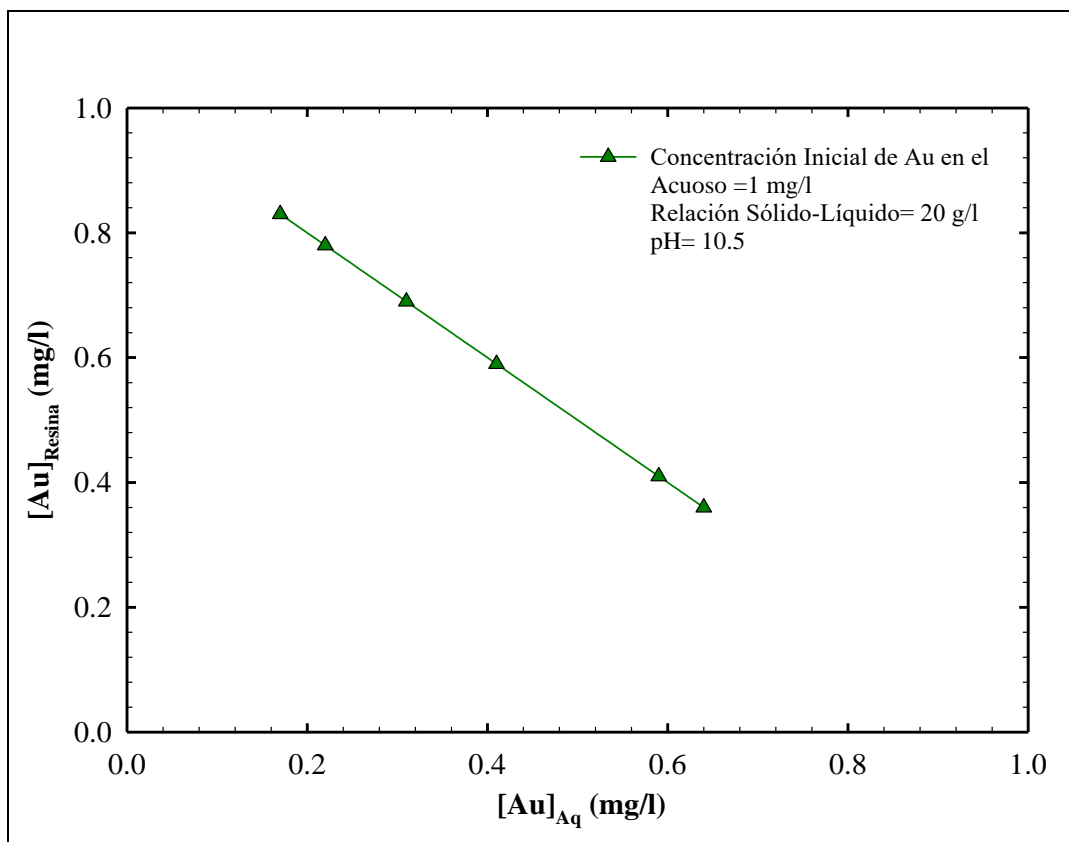


Figura 24. Capacidad máxima de carga en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100. Condiciones: [Au]_i = 1 mg/l; 0.04 M (NH₄)₂S₂O₃; 500 rpm; 5 g. de AuRIX[®]100; pH = 10.5; T = 25 °C; tiempo de contacto = 3 h y tiempo final = 18 h.

Los datos de esta Figura 24 se encuentran en la Tabla 17. En la puede establecerse, que para una relación (R/A) de (20 g/l), utilizando el misma resina AuRIX[®]100 y solución acuosa fresca por etapa, existe una correspondencia lineal e inversa, entre la concentración de los iones oro del acuoso y de la resina. Al mismo tiempo, el porcentaje de extracción decrece también linealmente, en el orden de: 83 %, 78 %, 59 %, 41 %, y 36 % de etapa a etapa. Lo cual es lógico, dado que la tendencia a la saturación de la resina, se va incrementando en cada contacto con acuosos frescos.

La máxima capacidad de carga, de 0.83 mg /l de Au en la resina, (0.0415 g Au/kg de resina) en 250 ml, con una relación 20 g/l y un porcentaje de extracción de 83 %. El decremento es lineal, y después de este punto y por saturación de la resina, el porcentaje de extracción desciende a 36 %.

4.4. Pruebas en Etapas.

Las pruebas por etapas se realizaron en una columna dividida en 4 secciones, conectadas en serie. Cada sección tiene una malla de alambre en la parte inferior y superior para retener la resina colocada en cada una de las celdas. Las dimensiones de las celdas son de 2.5 x 7.7 cm. de diámetro y altura respectivamente (1 x 3 pulg.). Para pasar la solución conteniendo oro, a través de la columna se usa una bomba peristáltica (Cole Palmer modelo No. 7520-25).

4.4.1 Resultados Experimentales de la Etapa Continua en Columna Empacada con Resina.

Se realizaron tres corridas experimentales, en las cuales se mantiene fija la cantidad de resina en cada una de las cuatro secciones de la columna, y la cantidad es de 5 g, en cada etapa, con una velocidad de 0.50, 0.60, 0.70, con 7.43 ml/min, 15 ml/min, 23 ml/min, modificando la velocidad de la bomba por lo tanto variándose el flujo de alimentación de solución, en su equivalente a 89, 180 y 276 BVH (Volúmenes de lecho de resina por hora). Los resultados se muestran en las siguientes Figuras 25 a 27.

En la industria un parámetro importante en la eficiencia de un proceso de intercambio iónico, es el flujo tratado por unidad de volumen de lecho empacado, es esta la razón de realizar las pruebas continuas en la columna con diferentes flujos.

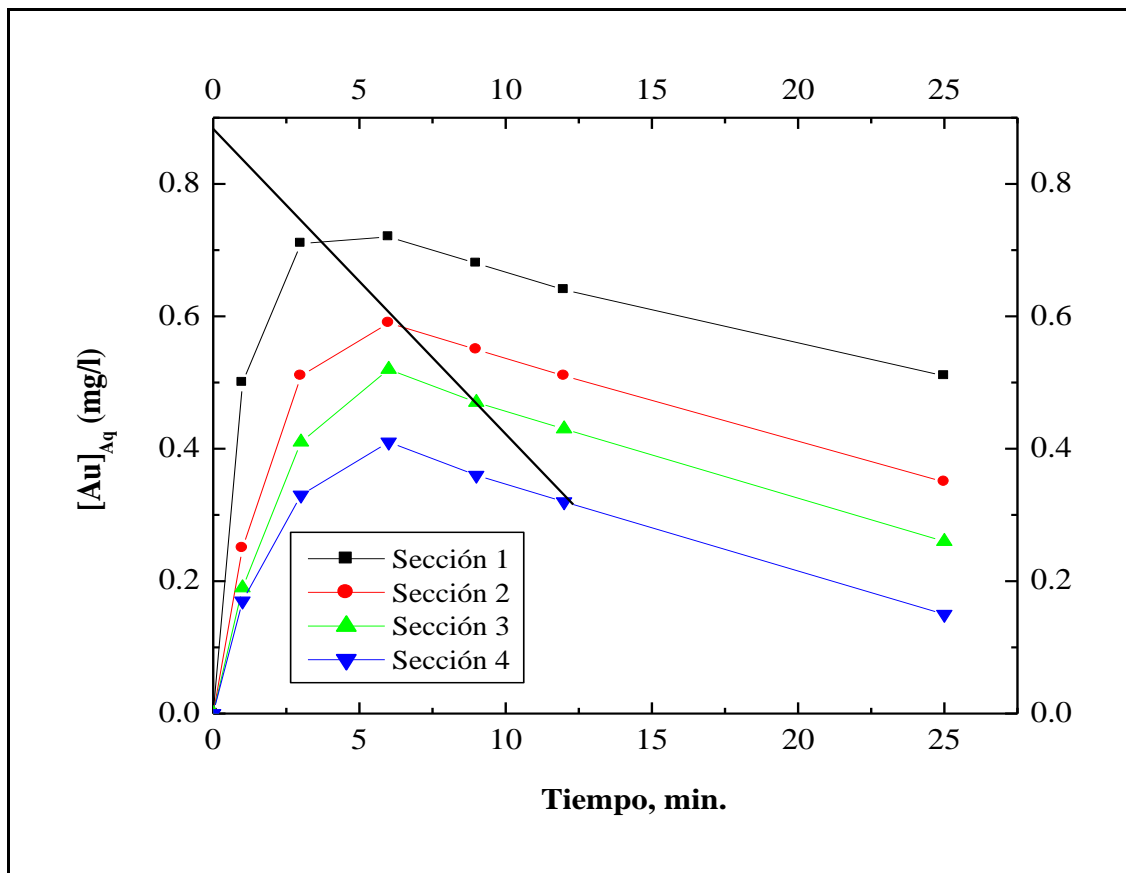


Figura 25. Perfil en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100, en las secciones de la columna con velocidad de 0.50, con flujo de 7.43 ml/min, con un flujo de solución equivalente a 89 BVH.

En la Figura 25 se muestra el perfil de la velocidad de adsorción, en cada sección de la columna, observándose que el trabajo en la última es inapreciable, pero en la primera sección es más rápida, por lo que esta será la primera que llegue a saturación, se observa que con el paso del tiempo la concentración que sale de cada sección va en aumento, en el momento que la concentración que entre sea igual a la que sale, esta sección se encontrará saturada y deberá ser remplazada.

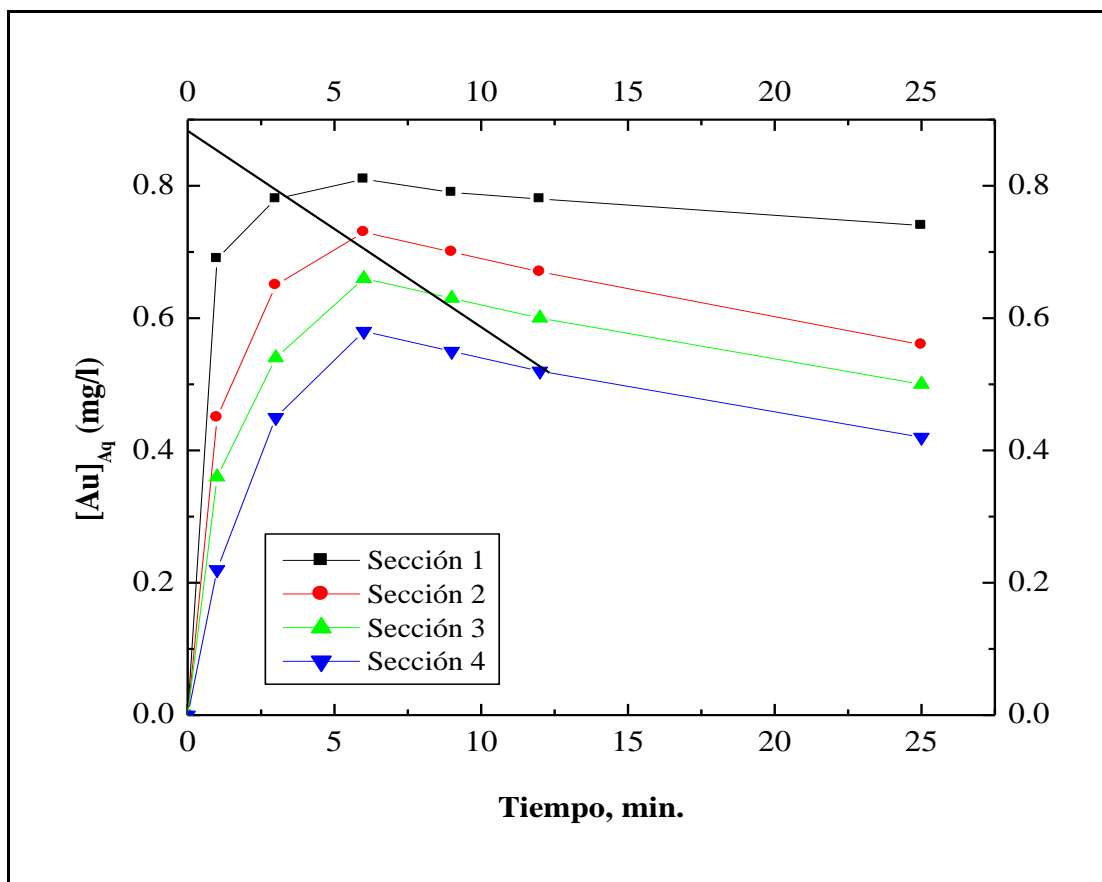


Figura 26. Perfil de la concentración de oro, en las secciones de la columna con velocidad de 0.60, con flujo de 15 ml/min, con un flujo de solución equivalente a 180 BVH.

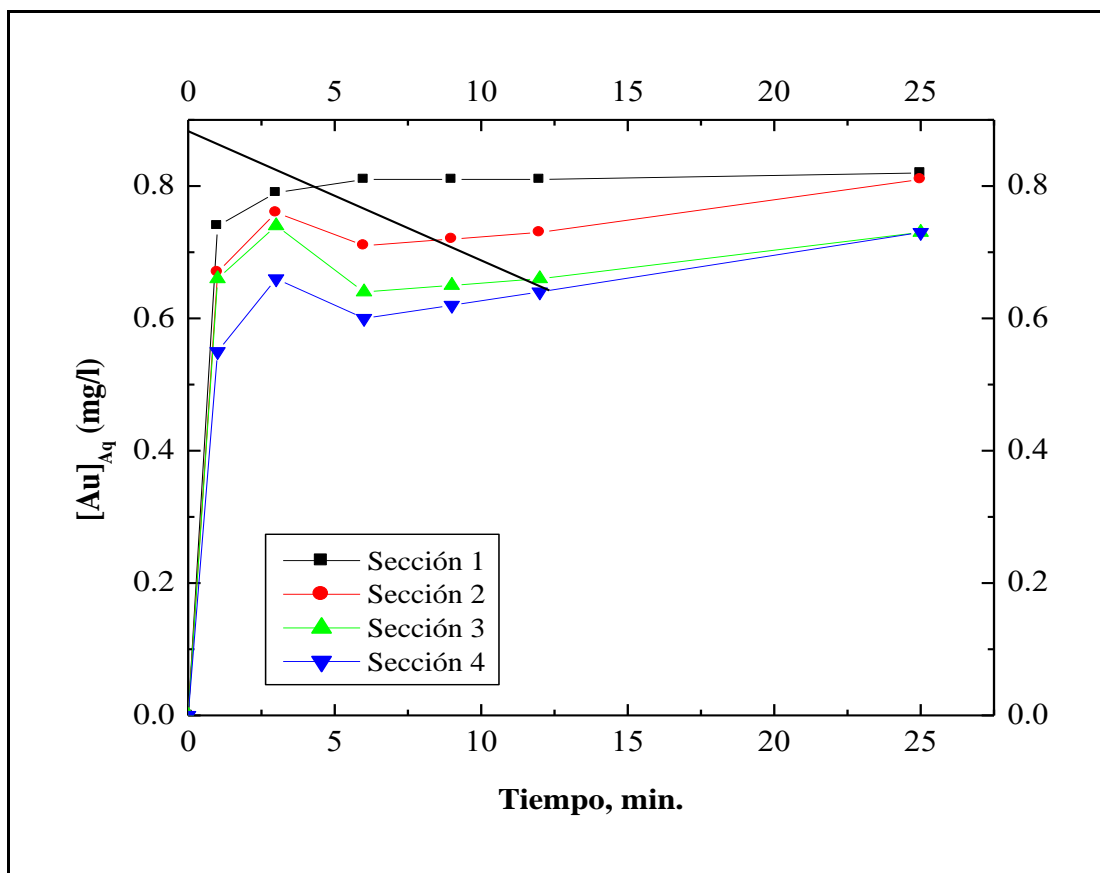


Figura 27. Comportamiento en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100 en las secciones de la columna con velocidad de 0.70, con flujo de 23 ml/min, con un flujo de solución equivalente a 276 BVH.

Para un flujo equivalente a 180 BVH. Si se compararon las secciones se observó que se incrementa la velocidad de adsorción en cada sección con respecto a la velocidad mostrada en la Figura 25 que maneja un flujo equivalente a 89 BVH. Se observó que la concentración de salida en cada sección se incrementa un poco con respecto a la de salida mostrada en la Figura 25.

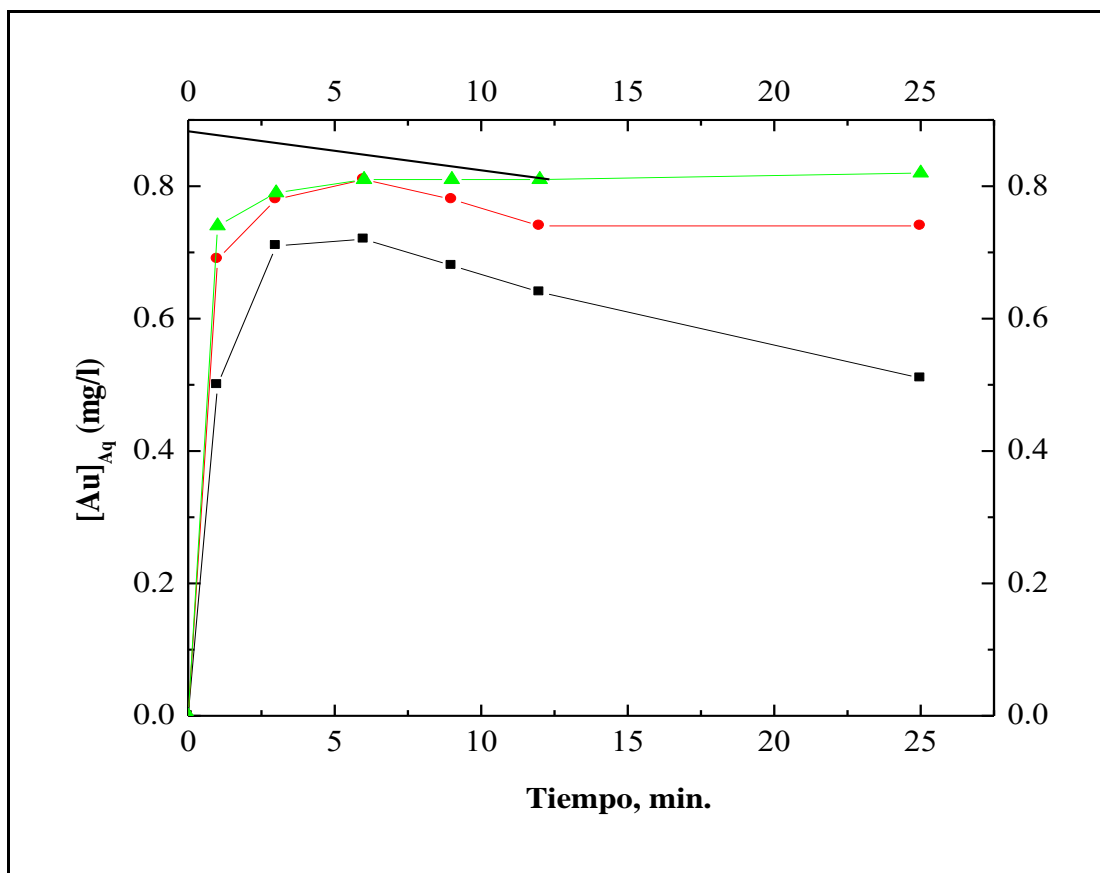


Figura 28. Perfil de la concentración en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX®100 de la primera sección de la columna manejando diferentes flujos.

Al aumentar el flujo aumenta la concentración de salida de la solución, esto indica que a mayor flujo el tiempo para alcanzar la concentración de saturación de la resina es menor y en caso de manejar flujos mayores sería necesario una quinta sección en la columna, para lograr la recuperación total del ión intercambiado (Ver Figura 28).

4.5. Análisis de las Isotermas de Adsorción.

En la Tabla 4 se muestran los parámetros del Modelo de Langmuir, Freundlich y sus correspondientes coeficientes de correlación, en un tiempo de contacto de 3 horas, los datos experimentales se ajustaron de mejor forma a la isoterma de Langmuir (Ver Figura

29). La constante de Freundlich K, esta relacionada principalmente con la capacidad de adsorción y $1/n$ es una función de la intensidad de adsorción. (Ver Figura 30).

Tabla 4. Parámetros de los modelos de Langmuir, Freundlich y sus correspondientes coeficientes recorrelación.

ADSORBENTE	Modelo de Langmuir			Modelo de Freundlich		
	b, l/mg	q_{\max} , mg/g	R^2	K, mg/g	1/n	R^2
Resina AuRIX®100	39.8852	0.1723	0.8574	2.9518	0.4701	0.82

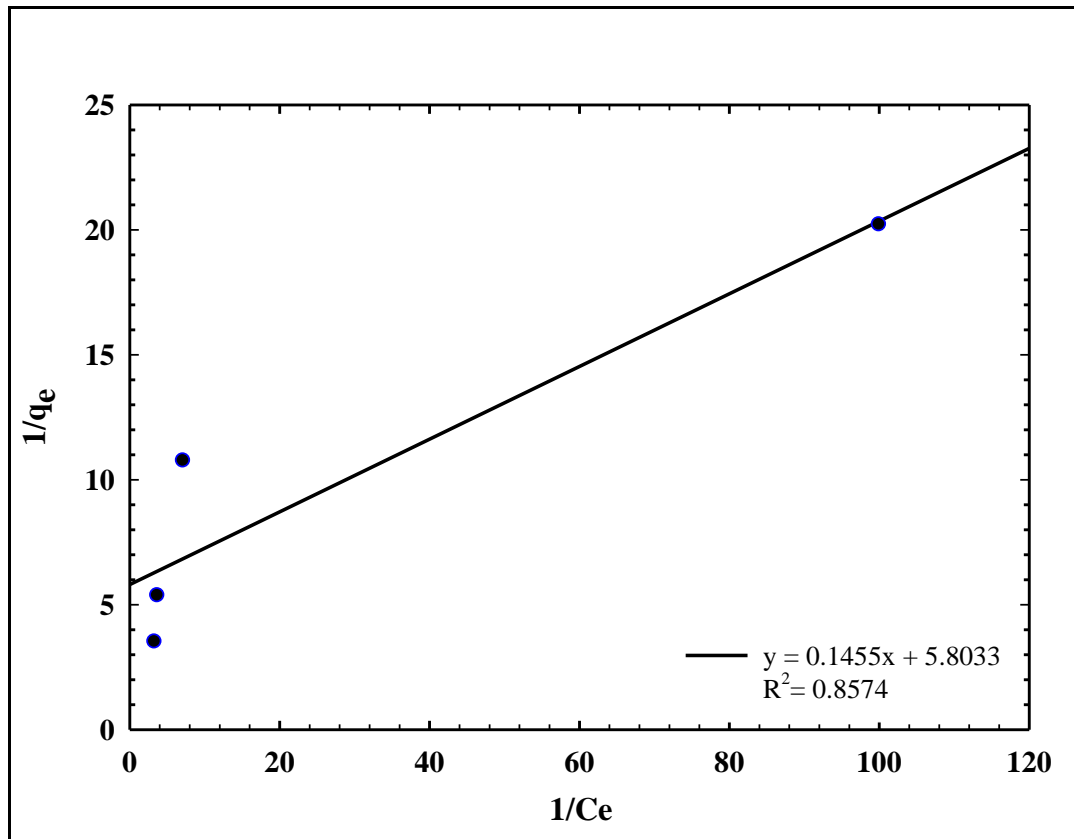


Figura 29. Isotherma de Adsorción de Langmuir. Condiciones: Tiempo de contacto: 3 h, pH=10.5 T= 25 °C, $y = 0.1455x + 5.8033$, $R^2 = 0.8574$.

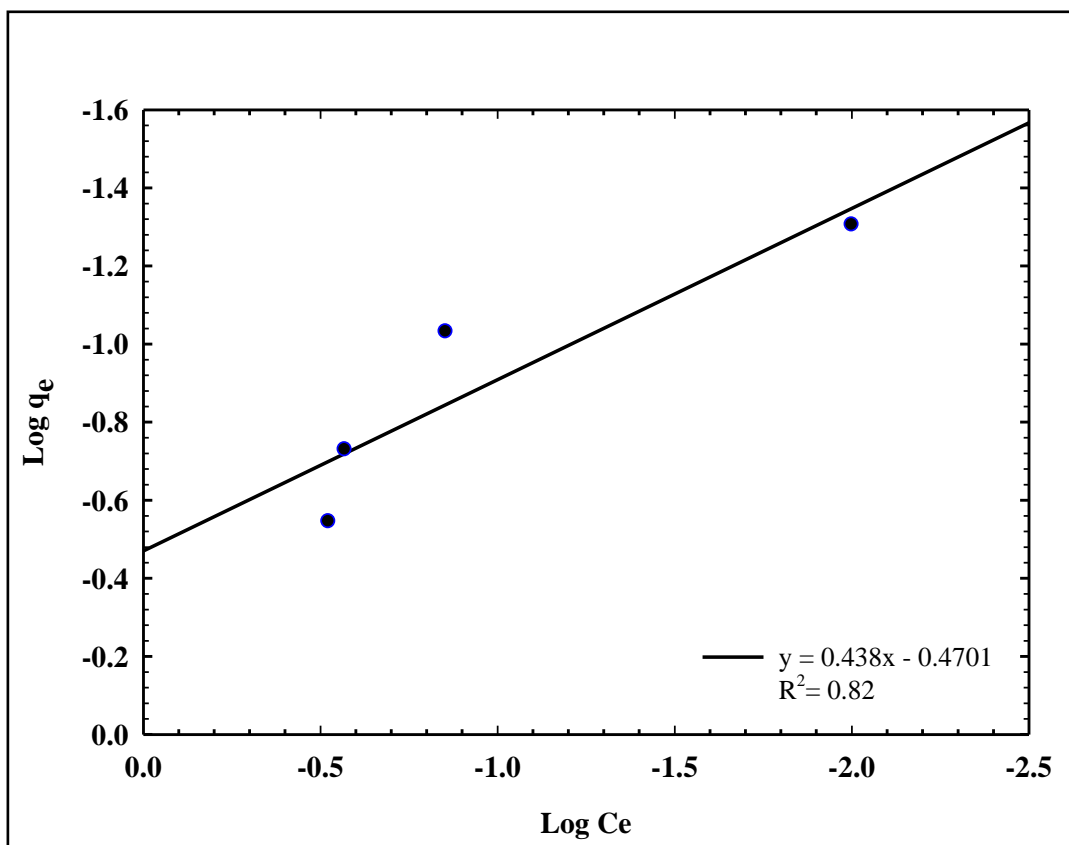


Figura 30. Isotherma de Adsorción de Freundlich Condiciones: Tiempo de contacto:

3 h, pH=10.5 T= 25 °C, $y = 0.438x - 0.4701$, $R^2 = 0.82$.

CAPITULO 5

5. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. Conclusiones

En base a los resultados obtenidos del estudio de adsorción de oro, se puede concluir que:

1. Al aumentar la concentración de tiosulfato de amonio de 0.00674, 0.03, 0.04 Molar se favorece la extracción de oro, debido a una mayor presencia de tiosulfato libre. Cuando de aumenta el valor de pH por encima de 11, los iones hidroxilo promueven la degradación de iones tiosulfato, causando la precipitación de oro. Se encontró que la presencia de tiosulfato favorece la adsorción de oro. Con tiosulfato, se obtuvo que para 0.04 M, se obtuvo un 99 % de adsorción mientras que con 0.03 M de tiosulfato, la adsorción disminuyó al 98 %, el proceso de adsorción fue más inestable y con 0.00674, M la adsorción disminuyó al 98 %, pero las condiciones de adsorción fueron demasiado inestables.
2. La velocidad de agitación del sistema es una variable muy importante por que permite la suspensión de las partículas en movimiento, y eso facilita la transferencia de masa.
3. Las concentraciones de oro como afectan de 1 mg/l, 2 mg/l, y 8 mg/l, los porcentajes de recuperación respectivamente fueron similares de 99 %, 93 % y 95.75 % de recuperación de oro.
4. La capacidad de adsorción ha sido buena para la recuperación de oro con soluciones de tiosulfato de amonio.

5. La resina AuRIX[®]100, tiene características particulares, como para poder competir o en su caso desplazar el uso de carbón activado, al tener ventajas en la extracción del oro.
6. Como la resina no requiere un proceso de regeneración a altas temperaturas y presiones como el carbón activado, el cual además de tener un costo extra, arrastra problemas medioambientales; tomando en cuenta lo anterior por lógica también deberá tener ventajas económicas el uso de las resinas. Tomando en cuenta lo anterior, en un futuro cercano se pudieran convertir las plantas de carbón en pulpa (CIP), en plantas de resina en pulpa (RIP), cuyos cambios no involucren grandes cambios para su reconversión.
7. La resina AuRIX[®]100 tiene las ventajas de que puede trabajar a pH altos típicos de las soluciones industriales (9-11.5), dando como resultado el pH óptimo de 10.5 y para pH del orden de 9 disminuye la disolución de oro con tiosulfato de amonio, lo cual es atribuido a la inestabilidad en la disolución de oro.
8. Se puede deducir que se requiere una buena combinación de las variables de proceso, para manejar a la resina AuRIX[®]100, como una alternativa tecnológica, eficiente y económica, donde se obtienen eficiencia del 99 % de extracción para el oro.
9. Se puede concluir que el conocer la estructura de las resinas de intercambio iónico, es importante ya que ésta tiene influencia en el equilibrio, cinética y las características físicas, las cuales influyen al momento de elegir una resina. La característica del lecho fluidizado aprovecha la baja densidad de la resina y la forma esférica muy uniforme, además se evita la canalización de la solución.
10. Al aumentar la cantidad de resina para la extracción, disminuye el tiempo de contacto y obviamente se carga menos oro del que podría cargarse nominalmente.

11. La presencia de hidróxido de amonio favorece la adsorción de oro, encontrándose el mejor comportamiento a una concentración 0.292 M de hidróxido de amonio. A valores superiores la eficiencia del proceso se ve perjudicada.

5.2. Recomendaciones

Con base a los resultados obtenidos se recomienda, el uso de la resina AuRIX®100, como una alternativa técnicamente viable en la recuperación de oro de soluciones alcalinas de cianuración. En la operación continua para una operación eficiente, se recomienda:

1. Hay condiciones del proceso de extracción que con necesarias conocer o controlar como lo son: La concentración de ión cúprico, pH constante durante el desarrollo de la experiencia y pH inicial evolucionando en forma natural a través del desarrollo de la experiencia, temperatura, porcentaje de sólidos, concentración de tiosulfato de amonio, etc.
2. Evitar el cambio de pH mantenerlo en un rango de 10-11, para evitar la degradación de tiosulfato de amonio.
3. Evitar la entrada de aire al sistema, para tener el control de la relación de BVH de la solución alimentada.

APÉNDICE

APÉNDICE A.

Datos Experimentales:

En las Tablas de resultados experimentales, pruebas de extracción realizadas al utilizar resina AuRIX[®]100.

Tabla 5. Efecto de activación de la resina AuRIX[®]100, en la extracción de oro.

Condiciones: $[Au]_i = 1 \text{ mg/l}$; 5 g. de AuRIX[®]100; pH= 9.0 y T= 25 °C de la Figura 12.

Tiempo, min.	Resina sin Activar	Resina Activada
30	52	17
60	58	49
90	67	63
120	72	67
150	77	77
180	80	81

Tabla 6. Efecto de la concentración inicial en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100. Condiciones: $[Au]_i = 1, 2, 8 \text{ mg/l}$; 0.04 M $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$; 500 rpm; 5 g. de resina AuRIX[®]100; pH= 10.5; T= 25 °C y S/L=20 g/l.

Tiempo, min.	$[Au]_i = 1 \text{ mg/l}$	$[Au]_i = 2 \text{ mg/l}$	$[Au]_i = 8 \text{ mg/l}$
30	80	75	66.625
60	90	84.5	79.875
90	91	88.5	86.375
120	93	90.5	91.375
150	97	93	92.75
180	99	93	95.75

Tabla 7. Efecto de la concentración de tiosulfato de amonio en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100, en función del tiempo. Condiciones: $[Au]_i = 1 \text{ mg/l}$; 0.00674, 0.03, 0.04 M $(NH_4)_2S_2O_3$; 500 rpm; 5 g. de resina AuRIX[®]100; pH= 10.5 y T= 25 °C. de la Figura 14.

Tiempo, min.	0.0064 M	0.03 M	0.04 M
30	77	78	80
60	94	90	90
90	86	91	91
120	74	92	93
150	93	92	97
180	98	98	99

Tabla 8. Efecto de la concentración de hidróxido de amonio en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100. Condiciones: $[Au]_i = 1 \text{ mg/l}$; 0.04 M $(NH_4)_2S_2O_3$; 500 rpm; 5 g. de resina AuRIX[®]100; pH= 10.5 y T= 25 °C. de la Figura 15.

Tiempo, min.	0.030 M NH₄OH	0.046 M NH₄OH	0.107 M NH₄OH	0.292 M NH₄OH	0.818 M NH₄OH
30	52	69	72	80	77
60	58	79	83	90	87
90	67	85	92	91	95
120	72	88	93	93	94
150	77	88	94	97	98
180	80	90	95	99	99

Tabla 9. Efecto de la velocidad de agitación en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100. Condiciones: $[Au]_i = 1 \text{ mg/l}$; $0.04 \text{ M } (NH_4)_2S_2O_3$; 5 g. de AuRIX[®]100; $pH = 9-10.5$ y $T = 25 \text{ }^\circ\text{C}$. de la Figura 16.

Tiempo, min.	200 rpm	500 rpm	800 rpm
30	61	80	71
60	87	90	85
90	89	91	94
120	93	93	97
150	94	97	93
180	98	99	95

Tabla 10. Comportamiento en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100 con respecto a la velocidad de agitación 200, 500 y 800 (rpm). Condiciones: $[Au]_i = 1 \text{ mg/l}$; $0.04 \text{ M } (NH_4)_2S_2O_3$; 5 g. de AuRIX[®]100; $pH = 10.5$ y $T = 25 \text{ }^\circ\text{C}$. de la Figura 17.

Velocidad (rpm)	Extracción Au, %
200	98
500	99
800	95

Tabla 11. Efecto del tiempo de contacto en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100. Condiciones: $[Au]_i = 1, 2, 8 \text{ mg/l}$; $0.04 \text{ M } (NH_4)_2S_2O_3$; 500 rpm; 5 g. de AuRIX[®]100; $pH = 10.5$ y $T = 25 \text{ }^\circ\text{C}$. de la Figura 18.

Tiempo de contacto, min.	$[Au]_i = 1 \text{ mg/l}$	$[Au]_i = 2 \text{ mg/l}$	$[Au]_i = 8 \text{ mg/l}$
30	80	75	66.625
60	90	84.5	79.875
90	91	88.5	86.375
120	93	90.5	91.375
150	97	93	92.75
180	99	93	95.75

Tabla 12. Efecto del pH en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100.
 Condiciones: $[Au]_i = 1 \text{ mg/l}$; $0.04 \text{ M } (NH_4)_2S_2O_3$; 500 rpm; 5 g. de AuRIX[®]100;
 pH= 9-11 y T= 25 °C. de la Figura 19.

Tiempo, min.	pH=9	pH=9.5	pH=10	pH=10.5	pH=11
30	52	69	72	80	77
60	58	79	83	90	87
90	67	85	92	91	95
120	72	88	93	93	94
150	77	88	94	97	98
180	80	90	95	99	99

Tabla 13. Efecto del pH en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100.
 Condiciones: $[Au]_i = 2 \text{ mg/l}$; $0.04 \text{ M } (NH_4)_2S_2O_3$; 500 rpm; 5 g. de AuRIX[®]100;
 pH= 9-10.5 y T= 25 °C. de la Figura 20.

Tiempo, min.	pH= 9	pH= 9.5	pH= 10	pH= 10.50
30	71.5	70	70.5	75
60	83.5	79.5	78.5	84.5
90	88.5	84.5	84.5	88.5
120	89.5	86.5	85.5	90.5
150	90.5	86.5	87.5	93
180	91.5	89.5	89	93

Tabla 14. Efecto del pH en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100.
 Condiciones: $[Au]_i = 8 \text{ mg/l}$; $0.04 \text{ M } (NH_4)_2S_2O_3$; 500 rpm; 5 g. de AuRIX[®]100;
 pH= 9-10.5 y T= 25 °C. de la Figura 21.

Tiempo, min.	pH= 9	pH= 9.5	pH= 10	pH= 10.5
30	64.375	67.5	65.25	66.625
60	77.25	82.375	80.75	79.875
90	83.125	86.75	87.125	86.375
120	86.625	90.25	90	91.375
150	89.625	92.5	91.875	92.75
180	92.25	93.625	94.625	95.75

Tabla 15. Efecto del pH en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100.
 Condiciones: $[Au]_i = 1 \text{ mg/l}$; $0.04 \text{ M } (NH_4)_2S_2O_3$; 500 rpm; 5 g. de AuRIX[®]100
 y T= 25 °C. de la Figura 22.

pH	$[Au]_i = 1 \text{ mg/l}$
9	80
9.5	90
10	95
10.5	99

Tabla 16. Efecto de la temperatura en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100. Condiciones: $[Au]_i = 1 \text{ mg/l}$; $0.04 \text{ M } (NH_4)_2S_2O_3$; 500 rpm; 5 g. de AuRIX[®]100; pH=10.5 y T= 25 °C de la Figura 23.

Tiempo, min.	25 °C	35 °C	45 °C
30	80	72	73
60	90	81	86
90	91	89	90
120	93	92	93

150	97	93	95
180	99	93	97

Tabla 17. Capacidad máxima de carga en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100. Condiciones: $[Au]_i = 1 \text{ mg/l}$; $0.04 \text{ M } (NH_4)_2S_2O_3$; 500 rpm; 5 g. de AuRIX[®]100; pH= 10.5; T= 25 °C; tiempo de contacto= 3 h y tiempo final= 18 h. de la Figura 24.

$[Au]_{Aq} \text{ (mg/l)}$	$[Au]_{Resina} \text{ (mg/l)}$
0.17	0.83
0.22	0.78
0.31	0.69
0.41	0.59
0.59	0.41
0.64	0.36

Tabla 18. Perfil en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100, en las secciones de la columna con velocidad de 0.50, con flujo de 7.43 ml/min, con un flujo de solución equivalente a 89 BVH. de la Figura 25.

Tiempo, min.	Sección 1	Sección 2	Sección 3	Sección 4
0	0	0	0	0
1	0.5	0.25	0.19	0.17
3	0.71	0.51	0.41	0.33
6	0.72	0.59	0.52	0.41
9	0.68	0.55	0.47	0.36
12	0.64	0.51	0.43	0.32
25	0.51	0.35	0.26	0.15

Tabla 19. Perfil de la concentración de oro, en las secciones de la columna con velocidad de 0.60, con flujo de 15 ml/min, con un flujo de solución equivalente a 180 BVH. de la Figura 26.

Tiempo, min.	Sección 1	Sección 2	Sección 3	Sección 4
0	0	0	0	0
1	0.69	0.45	0.36	0.22
3	0.78	0.65	0.54	0.45
6	0.81	0.73	0.66	0.58
9	0.79	0.67	0.6	0.55
12	0.78	0.67	0.6	0.52
25	0.74	0.56	0.5	0.42

Tabla 20. Comportamiento en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX[®]100 en las secciones de la columna con velocidad de 0.70, con flujo de 23 ml/min, con un flujo de solución equivalente a 276 BVH. de la Figura 27.

Tiempo, min.	Sección 1	Sección 2	Sección 3	Sección 4
0	0	0	0	0
1	0.74	0.67	0.66	0.55
3	0.79	0.76	0.74	0.66
6	0.81	0.71	0.64	0.6
9	0.81	0.72	0.65	0.62
12	0.81	0.73	0.66	0.64
25	0.82	0.81	0.73	0.73

Tabla 21. Perfil de la concentración en la extracción de oro al utilizar Resina AuRIX®100 de la primera sección de la columna a diferentes flujos de la Figura 28.

Tiempo, min.	7.43 ml/min	15 ml/min	23 ml/min
0	0	0	0
1	0.5	0.69	0.74
3	0.71	0.78	0.79
6	0.72	0.81	0.81
9	0.68	0.78	0.81
12	0.64	0.74	0.81
25	0.51	0.74	0.82

Tabla 22. Datos de la Isotherma de Adsorción de Langmuir. Condiciones: Tiempo de contacto: 3 h, pH=10.5 T= 25 °C, $y = 0.1455x + 5.8033$, $R^2 = 0.8574$. de la Figura 29.

Modelo de Langmuir	
1/ce (l/mg)	1/qe (g/mg)
100	20.2020
7.1428	10.7526
3.7037	5.3619
3.3333	3.5087

Tabla 23. Datos de la Isotherma de Adsorción de Freundlich Condiciones: Tiempo de contacto: 3 h, pH=10.5 T= 25 °C, $y = 0.438x - 0.4701$, $R^2 = 0.82$ de la Figura 30.

Modelo de Freundlich	
Log Ce	Log qe
-2.0	-1.3053
-0.8538	-1.0315
-0.5686	-0.7293
-0.5228	-0.5451

APÉNDICE B.

Diagramas Eh-pH.

Los diagramas de potencial-pH fueron construidos para identificar las especies predominantes que pueden existir a 25 °C y las regiones de estabilidad del sistema reconociendo aquellos donde ocurre precipitación de oro. En base a la información proporcionada por estos diagramas, es posible conocer los valores de pH a los que podemos trabajar con una solución sin riesgo de formar complejos, el cual puede afectar negativamente en la extracción de oro, para tener una idea más clara a continuación se muestran los diagramas para diferentes sistemas.

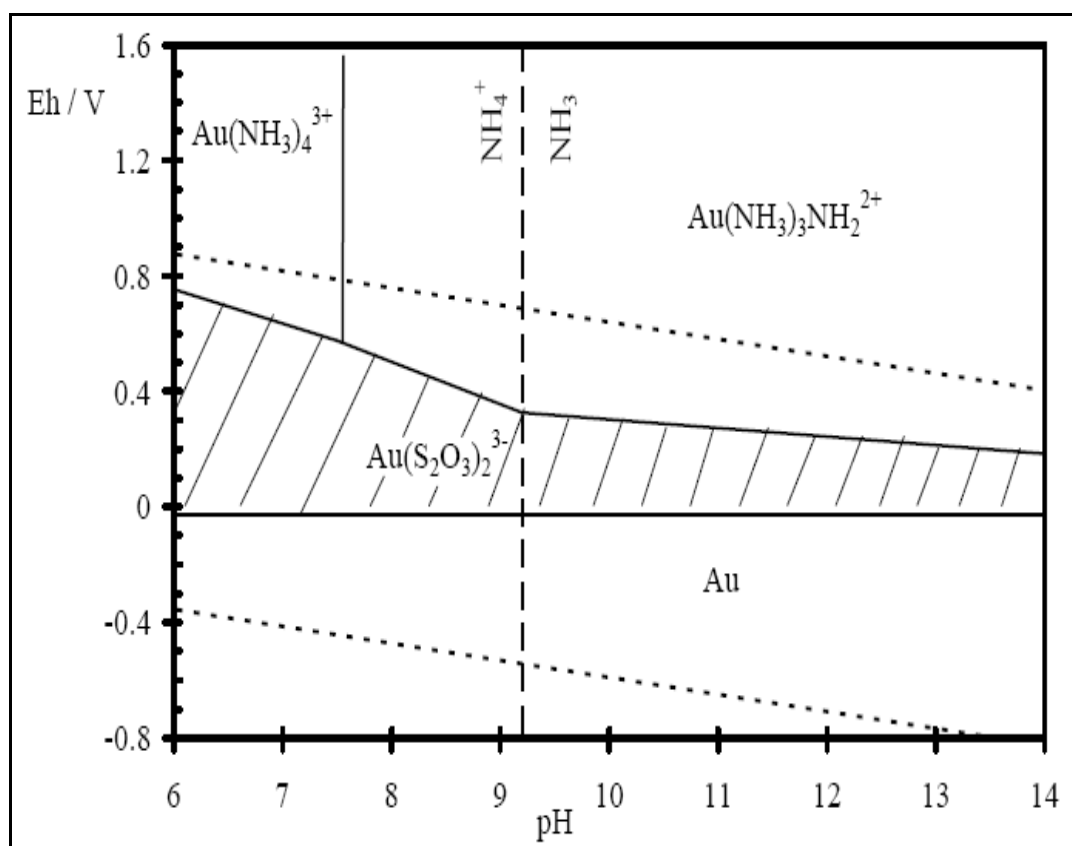


Figura 31. Diagrama Eh-pH para el sistema Au(0)-Au(I)-Au(III)-NH₃-S₂O₃²⁻ - H₂O a 25 °C; [Au(I)] = 10⁻⁵ M, [Na₂S₂O₃] = 0.1 M, [NH₃+ NH₄⁺] = 1 M.

(Senenayake et. al. 2003).

La adición de cobre junto con el tiosulfato y el amoníaco logran que el oro se disuelva a velocidades comparables a aquellas obtenidas por cianuración. Entonces, la lixiviación del oro se produce en el sistema es reconocido por diversos autores como el más eficiente para lixiviar oro, (Breuer y Jeffrey, 2002; Feng y Van Deventer, 2002).

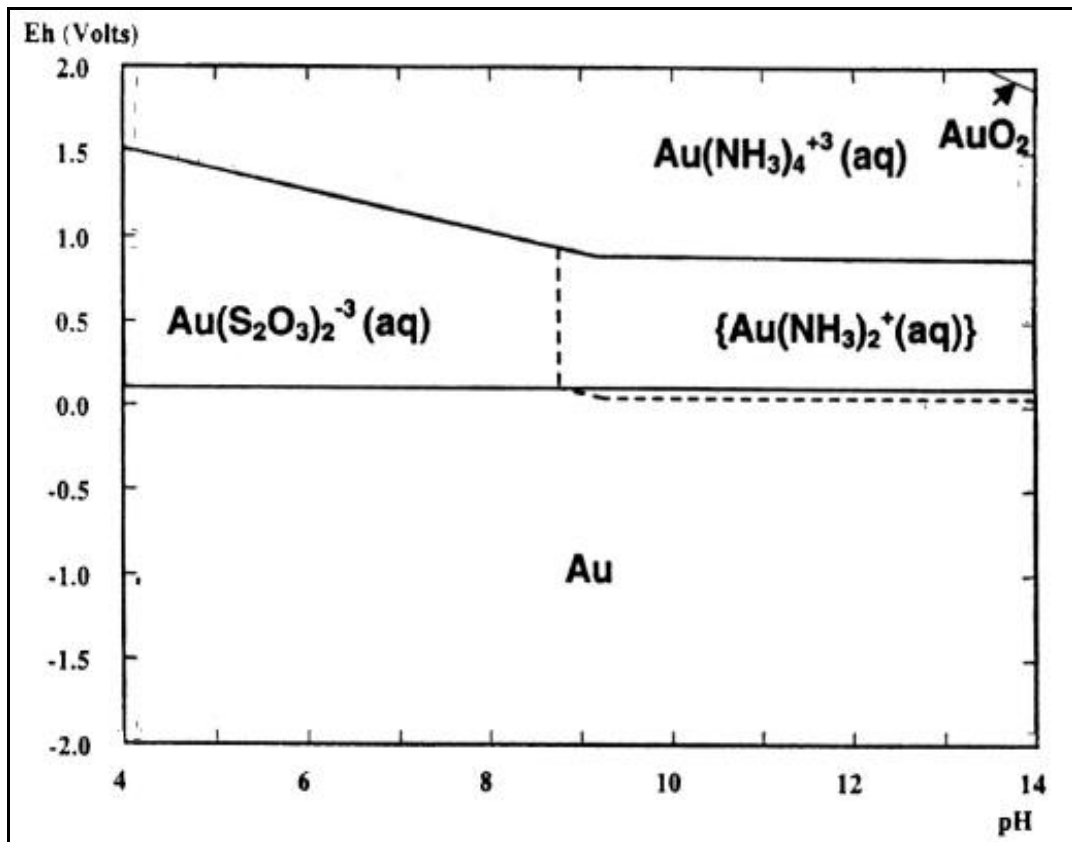


Figura 32. Diagrama Eh-pH para el sistema $\text{Au}(0)\text{-Au(I)-NH}_3\text{-S}_2\text{O}_3^{2-}\text{-H}_2\text{O}$ a 25°C.

$(\text{Au}(\text{NH}_3)_2)^+$; 0.1 M $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$, 0.1 M amonio, 5×10^{-4} M oro.

(Aylmore M.G. y Muir D.M., 2001).

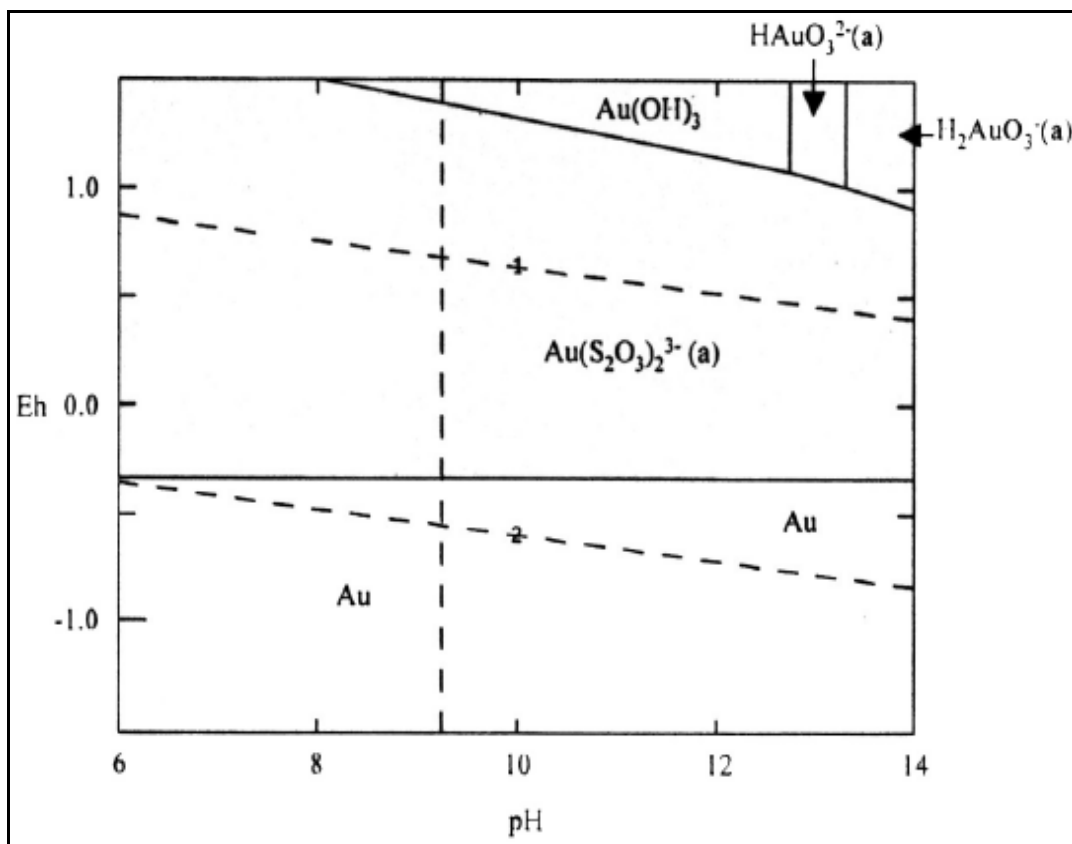


Figura 33. Diagrama Eh-pH para el sistema Au(0)-Au(I)-NH₃-S₂O₃²⁻-H₂O a 25 °C;

0.2 M S₂O₃²⁻, 0.4 M NH₃+NH₄⁺, 2.5 x 10⁻⁵ M oro.

(Atluri, V.P., 1987).

APÉNDICE C

Fotografías de equipo



Figura 34. Columna dividida en cuatro secciones.



Figura 35. Parte inferior de la columna, mostrando el tanque de alimentación, la bomba y el tanque de descarga.



Figura 36. Parte intermedia de la columna.



Figura 37. Parte superior de la columna.

BIBLIOGRAFÍA:

- [1]. Abbruzzese C., Fornyari P., Massidda R., Veglio F., y Ubaldini, S., “*Thiosulfate leaching for gold hydrometallurgy*”, Hydrometallurgy, 39, pp. 265-276, (1995).
- [2]. Alfaro Delgado E., “*Nueva tecnología para la lixiviación de minerales de oro con el uso de tiosulfato*”, Metalurgia Materiales y Soldadura, 6, pp. 7-12, (2006).
- [3]. Arevalo Amezcua J., “*Extracción por solventes para plata utilizando LIX[®]79 de tiosulfato de amonio*”. Tesis de Maestría. Universidad de Sonora, (2007).
- [4]. Atluri, V.P., “*Recovery of gold and silver from ammoniacal thiosulfate solutions containing copper by resin ion exchange method*”, Tesis de Maestría, Universidad de Arizona, (1987).
- [5]. Block-Bolten, A. y Torma, A. E., “*Thiosulphate leaching of gold from sulphide wastes*”, Metallwissen schaft, technik, 40, pp. 687-689, (1986).
- [6]. Ficeriova J., Balaz a P., Boldizarova E., y Stanislav Jelen B., “*Thiosulfate leaching of gold from a mechanically activated CuPbZn concentrate*” Hydrometallurgy 67, pp. 37-43, (2002).
- [7]. Flett, D.S., Derry R, y Wilson J. C., “*Chemical study of thiosulfate leaching of silver sulfide*”, Transactions of the Institute of Mining and Metallurgy (Section C: Mineral Process. Extractive Metallurgy, 92, 216-223, (1983).
- [8]. Gallagher, M. P., “*Affinity of activated carbon towards some gold(I) complexes: Dissolution of finely disseminated gold using a flow electrochemical cell*”. Hydrometallurgy, 25, pp. 305-316, (1989).

- [9]. Grosse C. Andrew., Dicinoski W. Greg, Shaw Matthew J., y Haddad, R. Paul, “*Leaching and recovery of gold using ammoniacal thiosulfate leach liquors (a review)*”, Hydrometallurgy, 69, pp. 1-21, (2003).
- [10]. Groudev, S. N., Spasova, I.I. y Ivanov, I. M., “*Two-stage microbial leaching of a refractory gold-bearing pyrite ore*”. Minerals Engineering, 9(7), 707-713, (1996).
- [11]. Guerra E., y Dreisinger, D. B., “*A study of the factors affecting copper cementation of gold from ammoniacal thiosulphate solution*”, Hydrometallurgy 51, pp. 155–172, (1999).
- [12]. Hemmati, M., Hendrix, J.L., Nelson, J.H., y Milosavljevic, E.B., “*Study of the thiosulphate leaching of gold from carbonaceous ore and the quantitative determination of thiosulphate in the leached solution*”. Extraction Metallurgy '89 symposium. Inst. Min. Metall., London, UK, pp. 665-678, (1989).
- [13]. Hernández Castro, J., Luna Sánchez R. M., y Lapidus Lavine G. T., “*Estudio de la lixiviación de oro contenido en un concentrado de mineral en medio de tiosulfato-cobre-amonio*”, Memorias del XVI Congreso Internacional de Metalurgia Extractiva, pp. 33-42, (2006).
- [14]. Hongguang Zhang, y David B. Dreisinger., “*The adsorption of gold and copper onto ion-exchange resins from ammoniacal thiosulfate solutions*”, Hydrometallurgy, 66, pp. 67–76, (2002).
- [15]. Hu, J, Gong Q., y Huagong Yejin., “*Recovery of gold from thiosulfate solution*”. Eng. Chem. Metall, 10, pp. 45-50, (1989).
- [16]. Kerley Jr., B. J., “*Recovery of precious metals from difficult ores*”, U.S. Patente 4,269,622, Mayo, (1981).

- [17]. Kerley Jr., B. J., U.S. Patente 4,369,061, Enero, (1983).
- [18]. Kumar P. A. Haddad, R. Alguacil, F. J. y Sastre, A.M., “*Improved kinetics-based gold cyanide extraction with mixture of LIX[®]79 + Topo utilizing hollow fiber membrane contactors*”, Chemical Engineering Journal, 100, pp. 11, (2004).
- [19]. Langhans, J.W., Lei, K.P.V. y Carnahan, T.G., “*Copper-catalysed thiosulfate leaching of low grade gold ores*”, Hydrometallurgy, 29, pp. 191-203, (1992).
- [20]. Langmuir I., “*The adsorption of gases on plane surface of glass, mica and platinum*”, J. Am. Chem. Soc., 40, pp. 1361-1403, (1999).
- [21]. Lapidus Lavine G. T., López Escutia M C., y Oropeza Guzmán M. T., “*Mejora al Proceso de lixiviación de plata y oro con soluciones de tiourea*”, Patente PA,E,2003,008688, México (2003).
- [22]. Lapidus Lavine G. T., López Escupía M. C., Oropeza Guzmán M. T., González Martínez I., Rodríguez Hernández F., Poisot Díaz M. E., y Girón Bautista I., “*Proceso de lixiviación y recuperación de plata y oro con soluciones de tiourea electro-oxidada*”, Patente 4,08,2023 México. (2008).
- [23]. Limousin, G., Gaudet, J. P., Charlet, L., Szenknect, S., Barthe`s, V., y Krimissa, M., “*Sorption isotherms: A review on physical bases, modeling and measurement*”, Applied Geochemistry, 22, pp. 249–275, (2007).
- [24]. Mejía Zamudio F. A., “*Adsorción de arsénico en zeolita natural (chabazita) pretratada*”. Tesis de Maestría. Universidad de Sonora, (2008).

- [25]. Michel, D., “*Le procédé thiosulfate comme technologie alternative à la cyanuration des matières aurifères*”. Tesis Doctoral. Faculté des Sciences Appliquées, Université de Liège, (2000).
- [26]. Molleman E., y Dreisinger D., “*The treatment of copper–gold ores by ammonium thiosulfate leaching*”, Hydrometallurgy, 66, pp. 1–21, (2002).
- [27]. Montoy Norzagaray F. A., “*Lixiviación de jaleros de oro y plata con tiosulfato de amonio*”. Tesis de Maestría. Universidad de Sonora. (1983).
- [28]. Murthy D. S. R., Kumar Vinod, y Rao K. V., “*Extraction of gold from an Indian low-grade refractory gold ore through physical beneficiation and thiourea leaching*”; Hydrometallurgy; vol. 68; NOS. 1-3; pp.125-137; University Park, PA, USA. (2003).
- [29]. Murthy, D. S. R., “*Some studies on the extraction of gold and silver from lead-zinc sulfide flotation tailings through non-cyanide leachants*”, Transactions of the Indian Institute of Metals, 44(5), pp. 349-354, (1991).
- [30]. Nachod, F. C., Ion Exchange Tecnology. Second Edition, Academic Press Inc. (London), United Kingdom Edition, (1965).
- [31]. Nava Alonso F., Elorza Rodríguez E., Uribe Salas A. y Pérez Garibay R., “*Análisis químico de cianuro en el proceso de cianuración: revisión de los principales métodos*” Revista de Metalurgia, 43 (1), pp. 20-28, (2007).
- [32]. Navarro P., C. Vargas A., A. Villarroel A., y F. J. Alguacil B., “*On the use of ammoniacal/ammonium thiosulphate for gold extraction from a concentrate*” Hydrometallurgy, 65, pp. 37–42, (2002).

[33]. Navarro P., Vargas C., Reveco V. y Orellana J. “*Recuperación de oro desde un medio amoniaco-tiosulfato con resina de intercambio iónico Amberlite IRA-410*” Revista de Metalurgia, 42 (5), pp. 354-366, (2006)

[34]. Nicanor Bernal I., “*Lixiviación de un mineral complejo de oro y plata, utilizando tiosulfato de amonio*”. Tesis de Maestría. Universidad de Sonora, (1996).

[35]. Parga Torres J. R., y de los Santos Vela A. Y., “*Recuperación de metales preciosos*”, Notas del Curso de Maestría, Instituto Tecnológico de Saltillo, (2007).

[36]. Perez, A. E., y Galaviz, H. D., “*Method for recovery of precious metals from difficult ores with copper-ammonium thiosulfate*”, U. S. Patente 4,654,078, Marzo. 31, (1987).

[37]. Peri K., Guan Y., y Han K. N., “*Dissolution behavior of gold in ammoniacal solutions with iodine as an oxidant*”; Sur Dakota; Minerals & Metallurgical processing, 18, pp. 13–18, (2001).

[38]. Ritchie, I. M.; M. J. Nicol y W. P. Staunton., “*Are there realistic alternatives to cyanide as a lixiviant for gold at the present time?*”; Cyanide: Social, Industrial and Economic Aspects; Annual meeting of TMS, New Orleans; Edited by Courtney Young; TMS, The Minerals & Materials Society, pp. 427–440, (2001).

[39]. Saad S. M., Nasser S. y Awaad H. A., “*Removal of chromium (VI) from wastewater using sorrel’s cement*”, J. Rad. Nuv. Chem, 269, pp. 135-140, (2006).

[40]. Senanayake, G., Perera W.N. y Nicol, M. J., “*Thermodynamic studies of the gold(III)/(I)/(0) redox system in ammonia-thiosulfate solutions at 25°C*”, TMS (The Minerals, Metals & Materials Society), (2003).

- [41]. Siqueiros M. C, y Sánchez V.M., “*Extracción de oro, cobre y zinc, con una resina de intercambio iónico a partir de soluciones de yodo-yoduro*”, Departamento de Ingeniería Química y Metalurgia, Universidad de Sonora. (2008).
- [42]. Skoog D.A. West, D.M., *Fundamentals of Analytical Chemistry*, 3rd edición. Holt, Rinehart y Winston, New York, pp. 363-366, (1976).
- [43]. Tchobanoglous G., Burton F. L., “*Wastewater engineering: Treatment, disposal and reuse*”, tercera ed., McGraw-Hill, New York, pp. 318-324, (2006).
- [44]. Tozawa K., Inui Y. y Umetsu Y., “*Disolución de oro en solución de tiosulfato de amonio*”. Presentado en 110th AIME Annual meeting, Chicago Illinois; TMS pp. 81-25, (1981).
- [45]. Valenzuela A., “*Estudio de la resina AuRIX[®]100 de intercambio iónico, para recuperar oro de soluciones cianuradas*”, Tesis de Maestría. Universidad de Sonora, (2006).
- [46]. Valenzuela G. J. L. S. Aguayo S. S., Parga T. J. R., y Lewis G. R., “*Extracción selectiva de oro de cianuración en un circuito continuo de extracción por solventes, utilizando el extractante LIX[®]79*”, Memorias XXIV Congreso Internacional de Metalurgia y Materiales, México, (2002).
- [47]. Valenzuela J. L., S. Aguayo S., Parga T. J. R., y Lewis G. R., “*Gold solvent extraction from alkaline cyanide solutions, using LIX[®]79 extractant*”, Hydrometallurgy: 5th International Symposium Honoring Professor Ian M. Ritchie; Vancouver. 184 Thorn Hill Road, Warrendale, PA, 15086-7528, USA: The Minerals, Metals and Materials Society; TMS. Available from: www.csa.com. (2003).
- [48]. Valenzuela S. A., Valenzuela G. J. L., Aguayo S. S., Parga T. J. R., y Lewis G. R.,

“Estudio de la resina AuRIX®100 de intercambio iónico para recuperar oro en las soluciones cianuradas”, Geomimet, 28 (238), pp. 22-32 (2002).

[49]. Vargas C., Navarro P., E. Araya, Pavez F. y Alguacil F. J., *“Recuperación de oro a partir de disoluciones de amoníaco y tiosulfato utilizando carbón activado”* Revista de Metalurgia, 42 (3), pp. 222-233 (2006).

[50]. Wan R.Y. , Le Vier Marc, y Miller D. Jan., *“Research and development activities for the recovery of gold from noncyanide solutions”* Newmont Metallurgical Services. Department of Metallurgical Engineering, University of Utah. Salt Lake City, Utah. (1993).

[51]. Wan, R. Y., Le Vier, M. y Clayton, R. B., *“Hydrometallurgical process for the recovery of precious metal values from precious metal ores with thiosulfate lixiviant”*, U. S. Patente 5,354,359, (1994).

[52]. Wan, R.Y. y Brierley, J.A., *“Thiosulfate leaching following biooxidation pretreatment for gold recovery from refractory carbonaceous-sulfidic ore”*, Mining Engineering, 76, pp. 76-80, (1997).

[53]. Wan, R.Y., *“Importance of solution chemistry for thiosulfate leaching of gold, proceedings of the world gold 97”*, Singap ore, Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc. Littleton, pp. 159-162, (1997).

[54]. West-Sells, P.G., Ji J., y Hackl, R.P., *“A process for counteracting the detrimental effect of tetrathionate on resin gold adsorption from thiosulfate”*, TMS The Minerals, Metals & Materials Society, (2003).

[55]. Yen, W. T., Stogran, K. y Fujita, T., *“Gold extraction from a copper bearing ore by thiosulfate leaching”*, Resources Treatment Technology, 43(2), pp. 83-87, (1996).

[56]. Yen, W.T., Aghamirian, M., Deschenes, G. y Theben, S., “*Gold extraction from mild refractory ore using ammonium thiosulfate*”, Proceedings of the International Symposium on Gold Recovery, Montreal May 3-6 CIM., (1998).

[57]. Zhao J., Zhichun Wu, y Jiayong (Chia-Yung) Chen., “*Separation of gold from other metals in thiosulfate solutions by solvent extraction*”, Separation Science and Technology, 34 (10), pp. 2061–2068 (1999).

[58]. Zhao, J., Wu, Z. y Chen, J., “*Extraction of gold from thiosulfate solutions with alkyl phosphorus esters*”. Hydrometallurgy, 46, pp. 363-372, (1997).

[59]. Zhao, J., Wu, Z. y Chen, J., “*Extraction of gold from thiosulfate solutions using amine mixed with neutral donor reagents*”. Hydrometallurgy, 48, pp. 133-144, (1998).

[60]. Zhao, J., Wu, Z., y Chen, J., “*Gold extraction from thiosulfate solutions using mixed amines*”. Solvent Extraction and Ion Exchange, 16 (6), pp. 1407-1420, (1998).

[61]. Zipperian D, Raghavan S. y Wilson J.P., “*Gold and silver extraction by amoniacal thiosulfate leaching from a rhyolite ore*”, Hidrometallurgy, 19, pp. 361-375, (1988).

[62]. www.inegi.org.mx

[63]. <http://www.inegi.gob.mx/inegi/contenidos/espanol/prensa/comunicados/minbol.asp>