



EL SABER DE MIS HIJOS  
HARÁ MI GRANDEZA

# UNIVERSIDAD DE SONORA

---

---

DIVISIÓN DE INGENIERÍA

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA QUÍMICA  
Y METALURGIA

## DISOLUCIÓN DE ORO Y PLATA CON TIOSULFATO DE AMONIO DE UN MINERAL REFRACTARIO DE ARGENTOMANGANESO CON PREVIO TRATAMIENTO

Tesis

Que para obtener el título de:

INGENIERO QUÍMICO

Presenta

María José Córdoba Andrade

Hermosillo, Sonora

Junio 2016

# 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

## ÍNDICE GENERAL

	Página
ÍNDICE GENERAL.....	i
ÍNDICE DE FIGURAS .....	iii
ÍNDICE DE TABLAS .....	V
RESUMEN.....	Vi
I. INTRODUCCIÓN Y OBJETIVOS.....	1
1.1 Introducción.....	2
1.2 Objetivos.....	4
1.2.1 Objetivo General.....	4
1. 2.2 Objetivo específico.....	4
II. ANTECEDENTES.....	5
2.1 Oro y plata.....	6
2.2 Minerales Refractarios.....	8
2.3 Yacimientos de minerales refractarios en México.....	9
2.4 Uso de cianuro y búsqueda de lixiviantes alternos.....	11
2.5 Método del tiosulfato.....	12
2.5.1 Proceso de extracción.....	12
2.5.2 Metalurgia de los minerales refractarios.....	13
2.5. 3 Reactivos Oxidantes.....	14
2.5.4 Disolución de manganeso en ácido sulfúrico.....	15
2.5.5 Tiosulfato de amonio como agente lixiviante.....	15
2.6 Impurezas: Influencia en el consumo de reactivo.....	19
III. METODOLOGIA EXPERIMENTAL.....	21
3.1 Metodología general.....	22
3.2 Materiales y Equipo.....	26
3.3 Análisis de mallas.....	27

3.4 Técnicas de análisis y caracterización del mineral.....	29
IV. RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....	30
4.1 Caracterización.....	31
4.2 Estudios por difracción de rayos-X de la muestra.....	31
4.3 Análisis en el microscopio electrónico de barrido.....	31
4.4 Resultados.....	39
4.5 Efecto de la adición del sulfito de sodio.....	40
4.6 Efecto de la adición de ácido sulfúrico.....	41
4.7 Efecto del tiempo de lixiviación.....	43
4.8 Neutralización de la pulpa mineral procedente de la lixiviación acida reductiva.....	45
4.9 Efecto del tiempo de lixiviación sobre la recuperación de Au, Ag.....	45
4.10 Efecto del pH relación líquido – sólido.....	47
4, 10,1 Efecto del pH con respecto al porcentaje de extracción de Au, Ag.....	47
4.11 Consumo de reactivo.....	50
4.12 Efecto de la concentración del ion cúprico.....	52
CONCLUSIONES.....	53
RECOMENDACIONES.....	54
BIBLIOGRAFIA.....	55
APENDICE DE TABLAS.....	57

## ÍNDICE DE FIGURAS

	Página
Figura 1. Mapa de México indicando los yacimientos donde se encuentra mineral mangano- argentífero.....	10
Figura 2. Diagrama de flujo de la etapa 1 (lixiviación acida reductiva), del mineral refractario mangano- argentífero.....	23
Figura 3. Diagrama de flujo de la etapa 2 (lixiviación de valores de oro y plata con tiosulfato de amonio), del mineral refractario mangano-argentífero .....	24
Figura 4. Análisis granulométrico para determinar el tamaño de partícula donde se encuentra la distribución de oro .....	27
Figura 5. Análisis granulométrico para determinar el tamaño de partícula donde se encuentra la distribución de plata.....	28
Figura 6. Análisis granulométrico para determinar el tamaño de partícula donde se encuentra la distribución de manganeso.....	28
Figura 7. Patrón de difracción de rayos-X de las especies minerales determinadas por difracción de rayos X a) antes y b) después de la lixiviación acida reductiva (pretratamiento).....	32
Figura 8. Micrografía de la muestra de mineral, observada con un microscopio electrónico de barrido.....	33
Figura 9. Micrografía de una partícula aislada de mineral ferromanganeso con asociaciones de esfalerita, argentita observada con el microscopio electrónico de barrido.....	34
Figura 10. Micrografía de partícula aislada, se observa esfalerita y argentita ocluidas tomadas con microscopio electrónico de barrido.....	34
Figura 11. Micrografía correspondiente a un óxido manganeso con contenido de plata observada con el microscopio electrónico de barrido .....	35
Figura 12. Microanálisis correspondiente al óxido manganeso con contenido de plata.....	36
Figura 13. Micrografía correspondiente a un óxido de manganeso con alto contenido de Fe.....	37
Figura 14. Microanálisis por EDS correspondiente al óxido manganeso con alto contenido de Fe.....	37
Figura 15. Imagen de microscopia electrónica de barrido correspondiente a la muestra proveniente de colas en la segunda etapa de lixiviación.....	38

Figura 16.	Espectro de dispersión de energía (EDS) de la muestra proveniente de colas en la segunda etapa de lixiviación .....	38
Figura 17.	Efecto de la concentración de sulfito de sodio respecto al porcentaje de extracción del manganeso.....	41
Figura 18.	Efecto de la acidez con respecto al porcentaje de extracción del manganeso.....	42
Figura 19.	Porcentaje de extracción de manganeso vs. la relación líquido-sólido en las pruebas de pretratamiento ácido reductor.....	44
Figura 20.	Efecto del tiempo de lixiviación con respecto al porcentaje de extracción de manganeso .....	44
Figura 21.	Efecto del tiempo de lixiviación con respecto al porcentaje de extracción de plata .....	46
Figura 22.	Efecto del tiempo de lixiviación con respecto al porcentaje de extracción de oro.....	46
Figura 23.	Efecto del pH con respecto al tiempo en relaciones líquido – sólido...	47
Figura 24.	Efecto del pH con respecto al porcentaje de extracción en relación Líquido-sólido 1:1.....	48
Figura 25.	Efecto del pH con respecto al porcentaje de extracción en relación Líquido-sólido 2:1.....	48
Figura 26.	Efecto del pH con respecto al porcentaje de extracción en relación líquido-sólido 3:1.....	49
Figura 27.	Efecto del pH con respecto al porcentaje de extracción en relación líquido-sólido 4:1.....	49
Figura 28.	Efecto del consumo de reactivo con tiosulfato de amonio a 20 g/L, 30 g/L y 40 g/L.....	<b>51</b>
Figura 29.	Efecto de la concentración del ion cúprico a pH constante=10.3 con 33% sólidos y 20.0 g/L de $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$ , y T= ambiente.....	<b>52</b>

## ÍNDICE DE TABLAS

	Página
Tabla I. Variables del Proceso empleado .....	22
Tabla II. Condiciones experimentales del proceso aplicado sobre el mineral de características refractarias.....	25
Tabla III. Principales elementos encontrados.....	39
Tabla IV. Análisis químico del mineral de la cabeza calculada y analizada.....	40
Tabla V. Análisis de cabeza y colas durante la primera etapa de lixiviación acida reductiva y segunda etapa de lixiviación con tiosulfato de amonio.....	43
Tabla VI. Consumo de reactivo $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3 = 20 \text{ g/L}$ .....	50
Tabla VII. Consumo de reactivo $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3 = 30 \text{ g/L}$ .....	50
Tabla VIII. Consumo de reactivo $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3 = 40 \text{ g/L}$ .....	51
Tabla IX. Efecto de la concentración del ion cúprico.....	52

## RESUMEN

Actualmente se estudian alternativas para procesar minerales que tienen bajas recuperaciones utilizando los medios convencionales como el uso de cianuro de sodio, una alternativa es el Tiosulfato de amonio (1). En este estudio se evaluó principalmente la recuperación de valores de oro, plata y el comportamiento del manganeso proveniente de los jaleros del monte de favor de Hostotipaquillo Jalisco, que contienen valores económicos de plata, pero sus características refractarias no permiten su explotación por los medios convencionales de procesamiento de minerales.

Se estudió un proceso general combinado de dos etapas de tratamiento, para la recuperación de valores de oro y plata en minerales con características refractarias mangano-argentíferos. Estos fueron caracterizados y analizados por microanálisis de EDS y absorción atómica.

En la primera etapa, la muestra fue pulverizada y pasada por la malla 100, luego sometida a una lixiviación ácida reductora, variando las relaciones líquido-sólido desde 1:1 hasta 10:1, con el fin de establecer la relación que presente mayor eficiencia. Este proceso de pretratamiento utilizó  $H_2SO_4$ , con sulfito de sodio como agente reductor. Así mismo se registró la extracción de manganeso, evaluando los consumos de reactivos  $H_2SO_4$  y  $Na_2SO_3$ . Posteriormente el mineral se filtró y neutralizó con NaOH al 50% en peso para después, agregar  $Ca(OH)_2$  hasta obtener un pH entre 9.8 y 10.2. Así, el mineral se sometido a una segunda etapa de lixiviación, con tiosulfato de amonio. Se analizó la recuperación de valores metálicos de oro y plata con el tiempo, así como los consumos de los reactivos, para las relaciones líquido sólido 1:1, 2:1, 3:1 ó 4:1, encontrándose que la relación 2:1 exhibió la mayor extracción de plata (97.06%), así como una extracción de oro de 86.66%. El consumo de tiosulfato para esta prueba fue de 9.6 g/l. El pH se mantuvo entre 8.0 y 9.8, por lo que se observó que el tiosulfato de amonio estabilizado con cal y cloruro de amonio no sufre descomposición alguna.

## **I. INTRODUCCIÓN Y OBJETIVOS**

## 1.1 Introducción

Existen diferentes métodos para la recuperación de oro y plata dependiendo la especie en que se encuentre, por ejemplo, en la recuperación de otros metales como los sulfuros de hierro puede venir asociado el oro, con los sulfuros de plomo generalmente viene asociada una especie de plata, existen muchos yacimientos de minerales con plata asociados con manganeso y son conocidos como minerales manganoargentíferos. Normalmente se presentan finamente distribuidos a muy bajas concentraciones, ya sea en su estado nativo o en forma de sulfuros en los minerales piritosos. Esto hace que el proceso de recuperación sea complicado (2).

Existen básicamente cuatro métodos para recuperar los metales preciosos de sus minerales: Amalgamación, concentración por gravedad, flotación y por último lixiviación y su uso depende de cómo se encuentre la especie del mineral económico a tratar. El método de lixiviación consiste en la extracción de la materia soluble de una mezcla mediante la acción de un disolvente líquido (3).

Podemos mencionar que el método de cianuración para minerales oxidados de oro y plata, ofrece altas recuperaciones, además de costos de operación bajos y controles sencillos; sin embargo entre los diferentes tipos de minerales donde se encuentra el oro y la plata, se encuentran los minerales conocidos como refractarios (4, 5), los cuales no responden favorablemente al tratamiento de cianuración, obteniendo bajas recuperaciones, debido a que presentan una gran cantidad de impurezas que son difíciles de tratar por este método. Las recuperaciones de minerales refractarios con lixiviantes como el cianuro son bajas y el consumo de reactivos es grande haciendo incosteable estos métodos, sin dejar a un lado que en la última década el uso del cianuro ha sido restringido por su carácter tóxico (5).

Por lo presentado anteriormente, existe la necesidad de buscar nuevos agentes lixiviantes diferentes al cianuro, con el fin de obtener una mayor extracción y resolver los problemas de los altos consumos de reactivos mencionando como punto clave, desarrollar tecnologías menos contaminantes en la extracción de metales preciosos, entre estos métodos podemos mencionar el uso del reactivo tiosulfato como agente

lixiviante, ya que tiene el potencial para sustituir el uso del cianuro, pues no es muy tóxico y se ha reportado que es menos afectado por la presencia de iones y especies inhibitorias, lo que conlleva a mayores cinéticas de lixiviación (6).

En este trabajo se realizó una investigación sobre el tratamiento de menas con alto contenido de manganeso, como una alternativa para la recuperación de plata, utilizando un proceso combinado, basado en la extracción inicial de manganeso bajo condiciones reductoras, seguida de una lixiviación con tiosulfato de amonio. En un pretratamiento, se utilizó como agente reductor al sulfito de sodio y ácido sulfúrico. Para estudiar la disolución de oro y plata se consideraron las siguientes variables: tiempo de lixiviación, tipo de agente reductor, pH, concentración del agente lixiviante  $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$  y tamaño de partícula. Las técnicas analíticas utilizadas en este trabajo son microscopía electrónica de barrido, difracción de rayos X, análisis químico por vía húmeda y absorción atómica.

## **1.2 Objetivos**

### **1.2.1 Objetivo general**

Estudiar un método combinado de recuperación de valores de oro y plata en minerales con características refractarias, el cual consiste en una primera etapa de tratamiento ácido-reductor para la disolución de valores de manganeso y una segunda etapa posterior, donde se tratará el mineral con tiosulfato de amonio para extraer el oro y la plata mediante lixiviación dinámica.

### **1.2 .2 Objetivos específicos**

- Estudio de la lixiviación de un mineral refractario, utilizando como agente lixivante el tiosulfato de amonio para la disolución de oro y plata.
- Realizar pruebas de disolución de manganeso con diferentes concentraciones de ácido sulfúrico y sulfito de sodio como reductor para determinar el efecto en la extracción de manganeso.
- Determinar las mejores recuperaciones variando; tiempo de lixiviación, tipo de agente reductor, pH, concentración del agente lixivante  $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$  y tamaño de partícula.

## **II. ANTECEDENTES**

## 2.1. Oro y plata

Generalmente los metales preciosos se encuentran en estado puro o asociado con una especie (7). Tienen un alto valor económico debido a que son poco abundantes en la naturaleza y a las propiedades particulares. El oro junto con la plata forma parte del grupo de los metales preciosos y nuestro país es un productor importante de estos metales. Se encuentran presentes en casi todos los dispositivos electrónicos con los que interactuamos día a día, por lo que, invertir tiempo y esfuerzos en investigar los métodos de extracción de los mismos, a partir de diversas formas de minerales, puede ser un detonante tecnológico y económico que repercuta en un sin número de beneficios para nuestra sociedad (8).

El oro es un metal noble debido a su habilidad de retener sus electrones en ambientes muy oxidantes. La habilidad de un átomo para retener sus electrones se puede medir a partir de su potencial electroquímico (9). El oro tiene un potencial de reducción electroquímica estándar por encima de 1.4 V desde su estado áureo. Los agentes oxidantes comunes como el oxígeno y el cloro tienen potenciales estándar menores que el del oro y son, por lo tanto, incapaces de disolver al oro bajo condiciones estándar. Esta habilidad del oro de retener sus electrones lo hace difícil de disolver o lixiviar sin la ayuda de agentes acomplejantes o lixiviantes tales como el cianuro ( $\text{CN}^-$ ) (9).

El oro es el metal más inerte y se encuentra frecuentemente aleado con plata, aunque también pueden ocurrir de manera separada. Generalmente se encuentra en la naturaleza de las siguientes formas: Oro libre, el cual se refiere a las partículas de oro que pueden ser liberadas totalmente de la mena mediante molienda y gravimetría (3). Oro asociado, aquel en el cual las partículas de oro están completamente ocluidas dentro de las partículas de minerales y principalmente son los siguientes: sulfuros de hierro (pirita, marcasita y pirrotita), sulfuros de arsénico y antimonio (arsenopirita y estibinita), sulfuros de cobre (calcopirita), otros sulfuros (galena y blenda); Óxidos de: hierro, uranio, minerales carbonaceos y grafiticos, silicatos y carbonatos, minerales micáceos, minerales de manganeso (10). Estos últimos, como veremos, existen en diferentes partes del mundo, incluyendo a México, por lo que

resulta de gran interés el establecer metodologías para extraer los metales preciosos de dichos minerales.

Hay tres importantes tipos de ocurrencias de oro a nivel submicroscópico que es necesario considerar para una mena a tratar, previo al inicio de un procesamiento a nivel industrial y que son de gran ayuda en la optimización de la etapa de recuperación (10):

- Soluciones solidas de oro. Hacen referencia al oro que está distribuido atómicamente en la estructura cristalina de minerales sulfurados como la pirita y la arsenopirita.
- Partículas de oro de tamaño coloidal.
- Oro unido sobre la superficie de partículas de mineral.

Por su parte, la plata es un metal precioso que se puede alear con metales como el zinc, estaño, iridio, etc., (10, 11). La aleación más común es la de plata/cobre. Algunas aleaciones de monedas de plata contienen 90 partes de plata fina y 10 partes de cobre. En joyería se usa una aleación de 80 partes de plata fina y 20 de cobre. Uno de los problemas de las aleaciones de plata es su oxidación bastante rápida, que notamos al cabo de cierto tiempo en el cambio del color de la misma, tendiendo esta oxidación al color amarillo, al azul, al negro etc. La plata pura es un sólido blanco, brillante con lustre metálico. Es un poco más dura que el oro. Es muy dúctil y maleable, siendo superada sólo por el oro. Es soluble en ácido nítrico, ácido sulfúrico concentrado y caliente y en disoluciones de cianuro (12).

La plata coloidal tiene color gris oscuro o negro. La plata líquida toma hasta veinte veces su volumen de oxígeno y al solidificarse lo desprende. Existen algunos procesos químicos y electroquímicos que pueden recuperar la plata contenida en efluentes, como la cementación, recuperación electrolítica, resinas de intercambio iónico, precipitación química, entre otros (13). Existen ciertos minerales en que la plata se asocia con el manganeso, los cuales son conocidos como mangano-argentíferos, y que usualmente muestran características refractarias a los métodos tradicionales de beneficio (2).

Existen varios métodos de explotación del oro dependiendo la naturaleza de la mena, entre los que destacan la cianuración.

Como se ha mencionado anteriormente algunas menas de oro presentan comportamientos refractarios a este proceso de cianuración, lo cual nos lleva a obtener muy bajos porcentajes de recuperación de oro, por lo tanto, la mena debe ser pre tratada para poder tener una conversión de los compuestos presentes que acompañan al oro en especies refractarias, y hacer más fácil la liberación de las partículas metálicas de oro (14).

La mayoría de las veces ocurre que los métodos ordinarios de beneficio son ineficientes para extraer los valores metálicos de oro y plata. Los procesos pirometalúrgicos son un método viable, pero económicamente la fundición no siempre es aplicable, ya que el proceso es costoso y los minerales pobres no pagan los gastos que esta requiere (15). Con base en lo anterior, actualmente existe una necesidad de elaborar procedimientos para procesar este tipo de minerales refractarios, aplicando métodos de beneficio para lograr posicionarlos en el mercado explotable.

## **2.2 Minerales refractarios**

La recuperación de metales preciosos a partir de minerales refractarios ha sido ampliamente investigada debido al agotamiento de los depósitos de los cuales el oro puede ser lixiviado fácilmente. Hay numerosas causas y grados de comportamiento refractario: la presencia de materia carbonosa, películas pasivantes, partículas de oro finamente diseminadas en solución sólida con la matriz y oro ultra fino encapsulado (11). Los minerales de plata-manganeso y aquellos en que el oro se encuentra encapsulado en una matriz de cuarzo son otro ejemplo de minerales con características refractarias (2).

Unas variedades de métodos se han propuesto y aplicado para superar las barreras impuestas por la refractariedad en los minerales. Para oro encapsulado en arsenopirita o pirita, se requieren pretratamientos con el fin de romper o alterar la matriz del sulfuro. Las técnicas más comunes incluyen pre-aeración, tostación,

oxidación a alta presión y oxidación biológica. Sin embargo, estos procesos de prelixiviación tienen desventajas, como son la generación de  $\text{SO}_2$ , altos costos de inversión para operaciones a alta presión o periodos de tiempo extendidos e inhibición del crecimiento de bacterias por la presencia de arsénico en procesos biológicos. Comprender los procesos de disolución reductiva u oxidativa de los minerales de la matriz es fundamental para el desarrollo de procesos hidrometalúrgicos más efectivos (16).

### **2.3. Yacimientos de minerales refractarios en México**

Minerales con contenido de manganeso se presentan comúnmente, bajo la forma de óxidos negros que se conocen con el nombre de “quemazones” en zonas de oxidación de ciertas vetas argentíferas, encontrándose los silicatos mangano-argentíferos o los carbonatos, como predominantes en la zona profunda. Las localidades en que se halla de esta manera el manganeso son las siguientes (2):

- Baja California: Minerales de San Antonio y El Triunfo.
- Chihuahua: Hidalgo de Parral, Minas Nuevas y Cusihiuriachie
- Durango: Minerales de Pachuca y Real del Monte
- Jalisco: Minerales de Hostipaquillo, Camargo y Tatalpa
- Puebla: San Juan de los Llanos, Acatlán, y Tetela de Ocampo
- San Luis Potosí: Catorce, Guadalcazar y Villa de Santo Domingo
- Zacatecas: Varios minerales que se benefician en la plata de Fresnillo

En la Figura 1, se presentan los lugares donde actualmente hay minas abandonadas por problemas de asociación argento-manganita, destacando un número considerable de yacimientos ubicados en los estados de Puebla, Coahuila, Zacatecas, Jalisco y Sonora. Estos yacimientos se caracterizan por presentar contenidos relativamente altos de manganeso (2 al 12% en peso) y valores económicos de plata que van de 150 g/t a 800 g/t y de oro desde 0.5 hasta 6 g/t., condiciones que hacen redituable el empleo de tecnologías o procesos adicionales para su apropiado beneficio.

Por otra parte, el precio que han alcanzado actualmente los metales, hacen más atractiva la búsqueda de tecnologías factibles para el tratamiento de minerales de oro y plata difíciles de recuperar. Todos estos yacimientos minerales son refractarios a la cianuración y al tiosulfato de amonio o sodio, es decir, no se han logrado disoluciones de valores metálicos mayores al 20%, lo que resulta incosteable para la aplicación de procesos a nivel industrial (2).



**Figura 1.** Mapa de México indicando los yacimientos donde se encuentra mineral mangano-argentífero

## **2.4 Uso del cianuro y búsqueda de lixiviantes alternos**

Por más de 100 años, el cianuro ha sido el reactivo de elección en la minería de oro y plata debido a las altas recuperaciones, selectividad y bajos costos. Sin embargo, los daños resultantes de su mal manejo han iniciado una investigación extensa enfocada en la identificación y desarrollo de agentes lixiviantes menos tóxicos (17).

Algunos accidentes con el uso de este reactivo en la recuperación del oro y plata han causado daños al medio ambiente, por lo que hay preocupación a nivel mundial en cuanto al uso del cianuro como agente lixiviante. En la mayoría de estos accidentes, el cianuro de operaciones de extracción se incorporó al medio ambiente ya sea por fugas en tuberías de proceso y/o perforaciones en los revestimientos de protección de las pilas de lixiviación, o por derrames por desbordamiento de estanques de solución o áreas de almacenamiento de colas de proceso. Por ejemplo, en Guayana, unos 2.9 millones de m<sup>3</sup> de relaves con cianuro y aguas residuales fue expuesto al medio ambiente debido a un colapso de la presa de jales en la mina Omai, la noche del 19 de agosto 1995, contaminando el río Omai. Un desastre similar en escala se produjo el 30 de enero de 2000 en Baia Mare, Rumania, donde la presa de jales de Aurul S.A se rompió, lo que resultó en la descarga de las aguas residuales con contenido de unas 100 toneladas de cianuro, que con el tiempo llegaron al río Danubio (18). En la actualidad se están investigando las condiciones óptimas en los procesos que permitan aplicar la lixiviación en los concentrados de flotación sin lixiviación a presión, y para materiales con altos valores de cobre (generalmente de 5% a 20%), los cuales no son aptos para cianuración, para lo cual se estudia al tiosulfato de amonio estabilizado como un sustituto del cianuro (19). Existen materiales encapsulados y oro presente en forma microscópica en piritas y arsenopiritas. Algunos de estos materiales son enviados a las fundiciones y otros al extranjero para ser aprovechados. En estos materiales muchas veces es imposible la extracción de valores por el método tradicional de cianuración. Lo anterior ha generado la búsqueda de extractantes útiles para minerales del tipo refractarios. Se han reportado estudios de lixiviación de valores con tiosulfato de amonio de algunos minerales de esta clase.

En los depósitos primarios se incluyen los minerales a base de sulfuros, carbonatos, silicatos y posiblemente fosfatos; los procesos y sitios de depósito se encuentran en zonas bajo la superficie de la tierra. Los minerales que constituyen estos depósitos, en orden aproximado de abundancia son: rodocrosita de hierro, calcio, magnesio y manganeso; rodonita, espesartita y otros silicatos. Entre los depósitos secundarios se debe incluir a los minerales oxidados que se forman cerca de los depósitos primarios cuando las soluciones que contienen manganeso se ponen en contacto con el oxígeno atmosférico (2).

## **2.5 Método del tiosulfato**

### **2.5.1 Procesos de extracción**

La cianuración directa de minerales mangano-argentíferos, ha sido aplicada a muchos casos, sin que el mineral reciba ningún tratamiento previo. El proceso no ha mostrado la eficiencia deseada ya que normalmente los valores se encuentran en la parte refractaria del mineral.

La influencia de la presencia de pirita, pirrotita, arsenopirita, estibinita, galena y minerales de cobre y telurio; que retardan e inhiben la transformación del oro metálico a solución, logran atenuarse o reducirse mediante otros tratamientos necesarios, complementarios al proceso de cianuración, los que pueden ser ciclos de tostación, lixiviaciones acuosas con soluciones ácidas o básicas bajo condiciones controladas de presión y temperatura, electro oxidación bajo potencial eléctrico, secuencias de ultrasonido y mediante la lixiviación bacteriana (20).

Dentro de las tecnologías que se pueden usar como pretratamientos a la cianuración y fundición, encontramos la tostación, la lixiviación ácida básica, disolución en autoclave, electro oxidación, ultrasonido y la biolixiviación. Dichas tecnologías de una u otra manera facilitan la conversión de los compuestos presentes que acompaña al oro en las especies refractarias, de manera que faciliten la liberación de las partículas metálicas de oro; para luego, entrar en contacto íntimo con la solución cianurada y/o ser colectado en un lecho de fusión (21).

Un método diferente al tiosulfato tradicional que utiliza sulfito de amonio como estabilizante, tiosulfato de amonio, hidróxido de amonio y el complejo amoniaco de tetramin cobre, al evaporarse el amoniaco, dando como consecuencia un pH menor a 9.0, empieza la descomposición del tiosulfato a polisulfuros, tetratonatos y politonatos. A parte, los rayos ultravioletas descomponen al tiosulfato; así como algunas bacterias y la acidez de algunos minerales (17).

### **2.5.2 Metalurgia de los minerales refractarios**

El tratamiento hidrometalúrgico de minerales de manganeso de bajo grado ha atraído la atención en años recientes. Los minerales de dióxido de manganeso son estables en condiciones oxidantes tanto acidas como alcalinas, por lo que la extracción debe llevarse a cabo en condiciones reductoras (2).

El proceso de amalgamación consiste en tratar el mineral con metales nativos, en tal forma que se ponga en contacto con mercurio y con una amalgama de sodio y mercurio, dependiendo de la extracción de los valores de la intensidad a que se lleve este contacto. Para los minerales mangano-argentíferos, cuya plata no está libre, sino combinada con el manganeso se comprende que la oportunidad para que la plata se ponga en contacto con el mercurio es prácticamente nula. En algunos casos y en especial en aquellos donde la amalgamación no puede aplicarse directamente al mineral, se recurre a una concentración preliminar y después se amalgama este concentrado (16).

En la concentración por gravedad, la ineficiencia de los métodos ordinarios de concentración, ha sido establecida de manera muy clara en la vida práctica con minerales mangano-argentíferos oxidados. La extracción que se logra es solo un 10% de la plata (2). Con respecto al proceso de flotación, desde hace años se ha venido aplicando con singular éxito muchos minerales sulfurados y en últimas fechas se ha constituido también un éxito la flotación de metales preciosos, minerales oxidados y aun minerales de la categoría de los no-metálicos. La primera aplicación de la flotación en los minerales mangano-argentíferos, fue hecha por Neal, quien la experimento persistentemente para el mineral de El Favor; como resultado de sus

experiencias reporta que la plata refractaria a la cianuración lo es también a la flotación, e indica que este sistema de beneficio no ofrece perspectivas comerciales por lo escaso de las extracciones (17).

Los cianuros alcalinos tienen un poder altamente selectivo para los metales nobles, obteniéndose extracciones muy elevadas. La cianuración directa de minerales mangano-argentíferos, ha sido aplicada a muchos casos, sin que el mineral reciba ningún tratamiento previo que no sea normal con la cianuración. El proceso no tan eficiente como desearía, ya que queda sin disolverse la plata que se encuentra en la parte refractaria del mineral. Los resultados que pueden obtenerse por este sistema de cianuración son de un 40 al 45% (17).

En algunos casos el mineral con manganeso está asociado a sulfuros metálicos y se flotan primero esos sulfuros, usando xantato, sulfato de cobre y un espumante y después se procede a la flotación del carbonato de manganeso (2).

### **2.5.3 Reactivos oxidantes**

El mantenimiento de las condiciones adecuadas de oxidación durante la lixiviación es uno de los parámetros que se deben tener en cuenta en muchos de los procesos hidrometalúrgicos. Estos procesos requieren para lograr sus objetivos, de la modificación de su potencial de óxido reducción “redox”, lo cual se consigue con la adición de reactivos externos cuya dosificación dependerá del control instantáneo que se realice de dicho potencial. Para realizar el control del potencial “redox” se utilizan electrodos de referencia (21). Para la selección de los reactivos de oxidación se debe tener en cuenta como medida primordial, el costo del reactivo a utilizar para la modificación del potencial “redox” frente a los beneficios económicos que proporciona el uso de este reactivo en la lixiviación. Como segunda medida, se debe considerar la cantidad del reactivo y el grado de pureza que este presenta, para evitar las interferencias por la adición de algún ion extraño en el balance general del circuito metalúrgico.

#### **2.5.4 Disolución del manganeso en ácido sulfúrico**

Esta metodología verifica la descomposición del mineral de plata no soluble en cianuro, disolviendo el manganeso, si se desean buenas extracciones de plata, se necesita disolver a todo el manganeso. El aumento en la extracción de plata difiere considerablemente para varios minerales, pero está en proporción directa con la cantidad de manganeso disuelto. Los métodos al ácido sulfuroso tienen un costo mayor que la cianuración directa del mineral sin tratamiento previo, esto se comprende perfectamente al considerar que se hacen necesarias dos operaciones de disolución: la que corresponde al manganeso y que se verifica con el ácido sulfuroso, y la que se verifica con el cianuro alcalino para la plata. El principal factor en el costo adicional es el ácido sulfuroso. Naturalmente el costo de ácido será bajo cuando se encuentre con gases sulfurosos de una operación de tostado de minerales sulfurados, pero no sucediendo esto, se necesitará requerir a la tostación de piritas o de azufre para obtener el ácido (17).

#### **2.5.5 Tiosulfato de amonio como agente lixivante**

La lixiviación de oro con tiosulfato ha recibido mucha atención como una alternativa tecnológica a la cianuración de minerales de oro en años recientes debido a la creciente preocupación tanto pública como de la sociedad por el uso del cianuro. Se han llevado a cabo trabajos en minerales complejos con alto contenido de cobre, minerales con materia carbonosa o con altas concentraciones de plomo, zinc o manganeso (17).

La aplicación exitosa del tiosulfato a la lixiviación de minerales sulfurosos depende no solo del comportamiento de la disolución del oro y plata, sino también depende críticamente del comportamiento de los minerales asociados. La investigación ha mostrado que los minerales oxidados son adecuados para la lixiviación con tiosulfato, mientras que los minerales sulfurados muestran bajas extracciones. Con la finalidad de lograr una extracción de oro satisfactoria de minerales con alto grado de sulfuración, se deben aplicar altas concentraciones de reactivos. La pirita, calcopirita,

calcocita, bornita, pirrotita y arsenopirita son los principales minerales sulfurosos que contienen oro asociado en minerales refractarios (23).

Debido a la inestabilidad que ha presentado el tiosulfato el proceso de extracción de oro y plata por cianuración ha sido utilizado por muchos años y sigue siendo el proceso dominante en la metalurgia extractiva de oro a nivel industrial. Sin embargo, existe un incremento en los cuidados al medioambiente en lo que respecta a su uso, atrayendo considerablemente la atracción hacia el estudio de lixiviantes alternativos, los cuales no estén basados en cianuro para la extracción de oro. Una de las alternativas más promisorias es el tiosulfato, el cual no se considera tóxico (23). Esta búsqueda dio inicio cerca de los años 80, y desde ahí, se ha buscado solucionar factores tales como la alta toxicidad, bajas velocidades de disolución y poca selectividad que muestra el cianuro al realizarse esta operación de extracción. Para ello, se buscan nuevos reactivos que mejoren la velocidad de lixiviación del oro, que logren procesar menas refractarias, incluso como, por ejemplo, con presencia de cobre. En efecto, 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, involucrando costes de capital más bajos y menor consumo de energía. El tiosulfato resulta ser menos tóxico, medioambientalmente menos dañino y más selectivo que el cianuro (17).

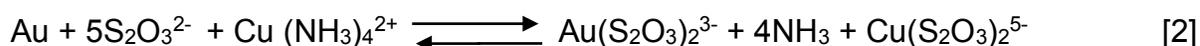
El proceso de lixiviación con tiosulfato es catalizado por cobre y tiene varias ventajas sobre el proceso de cianuración convencional. La lixiviación con tiosulfato puede ser considerada como un proceso no tóxico, las velocidades de disolución de oro pueden ser más rápido que la cianuración convencional y debido a la disminución de la interferencia de los cationes externos, se puede obtener una alta recuperación de oro a partir del lixiviado con tiosulfato de minerales complejos y de tipo carbonatados. Además, el tiosulfato puede ser más barato que el cianuro (22). Sin embargo, se ha encontrado que la presencia de cobre disminuye la estabilidad de la solución de tiosulfato de amonio, esto debido a la oxidación del tiosulfato, catalizada por el cobre y a la formación de sulfuros o hidróxidos de cobre, dependiendo de las condiciones.

También, tetrionato, como producto de la oxidación del tiosulfato, contamina fuertemente las resinas (17).

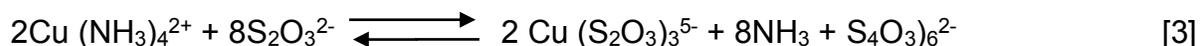
La reacción estequiométrica total para la disolución de oro en soluciones acuosas de tiosulfato alcalinas en presencia de oxígeno es



Sin embargo, se ha encontrado que esta reacción es muy lenta en ausencia de amoníaco debido a la formación de películas tipo sulfuros que resultan de la descomposición del tiosulfato en la superficie del oro [S. Zhang et al, 2005]. También se sabe que para que la lixiviación ocurra a una velocidad razonable, debe estar presente en la solución tanto el tiosulfato de amonio como cobre (II). Los iones de cobre (II) tienen un fuerte efecto catalítico en la velocidad de disolución del oro en presencia de amoníaco. La función principal de los iones cobre (II) durante la disolución de oro se piensa que es la oxidación del oro metálico por iones complejos tetramina cúprica, tal como se expresa en la siguiente reacción



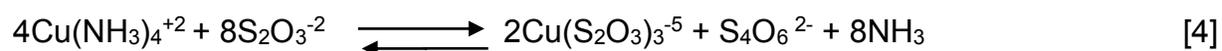
Por otra parte, los iones tetramina cúprica pueden ser reducidos a iones de complejos cuprosos por el tiosulfato



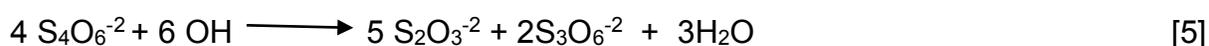
Aunque esta reacción está escrita con el complejo tiosulfato como producto, depende de las concentraciones relativas de amoníaco y tiosulfato, el cobre (II) existe como ambos amina y complejos de tiosulfato. Consecuentemente, la concentración de iones cobre (II) presente en la solución lixivante es un factor importante en la determinación de ambas estabilidades: la del tiosulfato y la de la rapidez de lixiviación del oro (17).

Existen un número considerable de patentes relacionadas con la extracción de metales preciosos a través del proceso de lixiviación con tiosulfato. En la mayoría se encuentran detalladas las mismas reacciones que aquí se están presentando, de manera que, aunque ya existen patentes de este proceso, fundamentalmente hablando aún no se supera la problemática de la inestabilidad del proceso (la

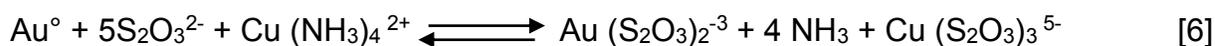
intervención del catalizador al reaccionar con la solución lixivante), por lo que hasta el momento no se ha logrado conseguir montar una planta que opere totalmente con el lixivante tiosulfato, haciendo del proceso de extracción de oro y plata uno más amigable con el medio ambiente. Actualmente se realizan investigaciones para lograr minimizar los problemas que este proceso presenta (17). El alto contenido en cobre de los lodos es benéfico en el acomplejamiento del oro y la plata con Tiosulfato de amonio. En las soluciones de lixiviación llevadas a cabo con diferentes relaciones líquido – sólido el amonio con el Tiosulfato forman el complejo cobre-amoniaco de  $\text{Cu}^{+2}$  y  $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{+2}$  que es benéfico al tiosulfato ya que actúa como oxidante según la reacción 4, se observa que al aumentar la concentración de amoniaco la velocidad y el grado de oxidación del Tiosulfato disminuyen.



El  $\text{Cu}^{+2}$  en forma de  $(\text{NH}_3)_4^{+2}$  oxida el Tiosulfato para formar  $\text{Cu}^{+1}$  en forma de  $\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_3^{5-}$ . Este último a su vez es re oxidado a  $\text{Cu}^{+2}$  en forma de  $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{+2}$  por efecto del oxígeno disuelto en solución (D. Feng y col.2010). Sin embargo, existen otros factores a la oxidación del tiosulfato, el amoniaco ayuda a limitar la oxidación del tiosulfato como se puede observar en la reacción 4, el pH es otro factor que nos ayuda según se observa en la reacción 5,



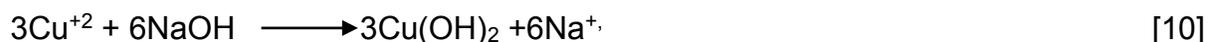
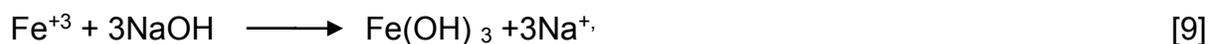
En las reacciones 6 y 7 se muestra cómo reacciona el cobre con el oro y la plata,



Pero también los iones OH en solución nos dan una reconversión parcial de tetrionato a tiosulfato como se muestra en la reacción 5, sin embargo, cuando hay una pérdida de OH se recomienda agregar  $\text{Ca}(\text{OH})_2$ .

## 2.6 Impurezas: influencia en el consumo de reactivo

Las impurezas juegan un papel importante en la disolución de valores en el consumo de reactivos en la precipitación, estando entre las principales el óxido de calcio, óxido de hierro, óxido cúprico y dióxido de manganeso; para evitar esto es necesario la adición de hidróxido de sodio o hidróxido de calcio según las siguientes reacciones.



El pH deberá estar al menos en 9.6 para así tener precipitado al calcio, manganeso, hierro y cobre, pero al cobre se le agregará hidróxido de amonio a fin de tenerlo en forma cuproamoniacal y de esta manera ayudará a catalizar la reacción con el oro y la plata. El amonio en conjunto con el hidróxido de sodio mantiene el pH por arriba de 10, así el amonio beneficia la estabilización de tiosulfato, además que acelera la disolución de los metales preciosos del mineral.

Los minerales con oro plata y manganeso requieren de elevados porcentajes de sulfito para llegar a la oxidación del manganeso; por ejemplo, el  $\text{MnO}_2$ , se da de la reacción siguiente:



Es decir, consume mucho sulfito de sodio, en cambio a continuación se muestra la reacción al agregar tiosulfato de amonio:



La formulación de tiosulfato con que se trabajará en esta investigación es muy estable; no se descompone por la acción luz solar, ni se pierde el amoniaco por el efecto de ambientes cálidos, ya que el hidróxido de calcio lo hace más estable. Al lograrse la estabilización del tiosulfato podemos utilizarlo en los procesos de lixiviación en montones, inundada y agitada, en minerales de oro, plata y cobre.

También en concentrados de flotación, sulfuros con previo pretratamiento. Este tiosulfato se puede regenerar varias veces sin descomposición.

En la actualidad a nivel mundial no existen procesos comerciales utilizando esta técnica, debido a la inestabilidad del tiosulfato de amonio. El tiosulfato tradicional es inestable, descomponiéndose en polisulfuros por la luz UV, no se puede regenerar, no se mantiene el pH en climas cálidos y se le tiene que agregar sulfito de amonio, utilizando una mayor cantidad de cobre lo cual también lo hace más costoso. Se utilizan elevadas concentraciones de tiosulfato.

Se aplica en la metalurgia extractiva de los metales preciosos a partir de menas complejas, como es el caso de minerales de oro y plata con cobre, antimonio y manganeso, así como en minerales donde existe materia carbonosa y mineral tipo carlín (16).

Un factor a considerar es que es posible disminuir el tiempo de lixiviación con el tiosulfato, comparado con el cianuro; la cantidad de reactivo puede variar de 5 g/L de tiosulfato de amonio a 50 g/L en casos extremos, tales como en la lixiviación de concentrados de flotación con un pretratamiento oxidante que descomponga la matriz tipo refractaria. Se evita la contaminación hacia el medio ambiente. Se puede usar como fertilizante, y en caso de fugas o derrames no es tóxico. Por tal razón se pueden instalar plantas de lixiviación con tiosulfato, en lugares que donde se ha prohibido por regulaciones medioambientales por el uso del cianuro.

### **III. METODOLOGIA EXPERIMENTAL**

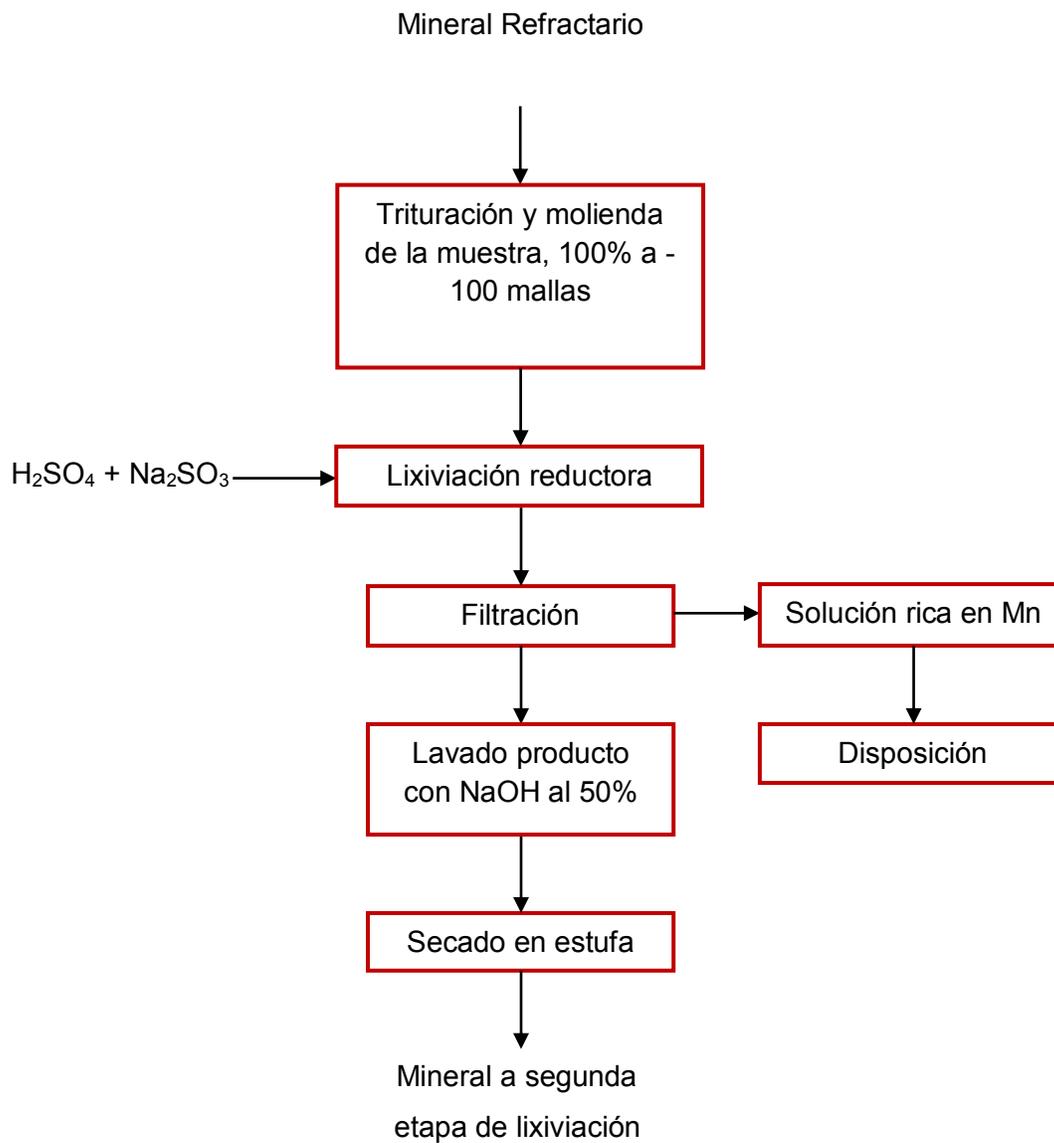
### 3.1 Metodología general

En la Figura 2 se describe el diagrama de flujo del pre tratamiento del mineral refractario utilizando  $H_2SO_4$  y  $Na_2SO_3$ , cuyo propósito es eliminar las características refractarias. En la Figura 3, se presenta el diagrama de flujo de la segunda etapa de la lixiviación de los valores de oro y plata con tiosulfato de amonio. En la Tabla I y II se presentan las variables y condiciones del procedimiento experimental.

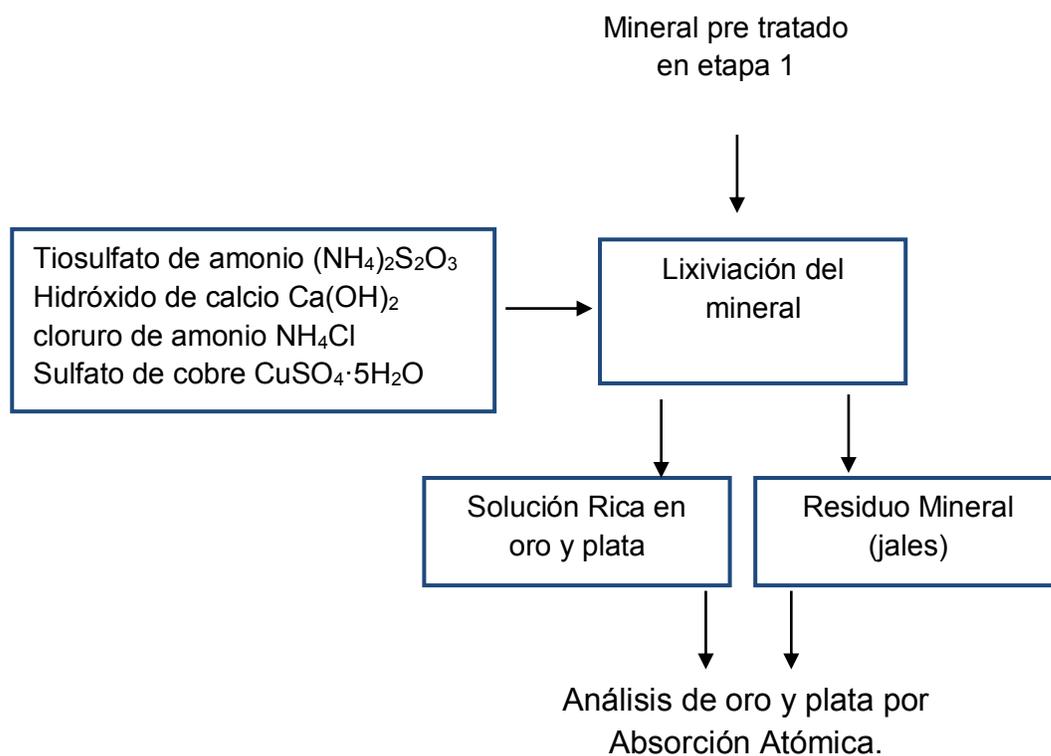
En las pruebas de lixiviación ácida reductiva (Etapa 1), se utilizó un agitador mecánico a 200 rpm, un reactor de vidrio de 1 L. En una corrida experimental se agrega 100 g de mineral, 900 ml de agua, se agita, se le agrega 150 ml de ácido sulfúrico concentrado y posteriormente 20 g de sulfito de sodio. El mineral es lixiviado por 1 - 6 horas. El producto se lavó con NaOH al 50% y agua destilada. Se secó en una estufa. En una segunda etapa, se lixivio el residuo de la etapa 1. Se tomaron 100 g de mineral, se agrego una solución con los reactivos 40 ml de tiosulfato de amonio, 25 ml de hidróxido de amonio, 0.6 g/L de sulfato de cobre por un tiempo determinado. Los parámetros de ambas etapas de proceso se presentan en la tabla II.

**Tabla I. Variables del proceso aplicado**

<b>PROCESO</b>	<b>VARIABLE</b>
<b>LIXIVIACIÓN ETAPA 1</b>	Tiempo, concentración de $H_2SO_4$ , concentración de sulfito de sodio, relación líquido-sólido, tiempo de contacto, pH.
<b>LIXIVIACIÓN ETAPA 2</b>	Tiempo, concentración de $(NH_4)_2S_2O_3$ , concentración de hidróxido de calcio, relación sólido-líquido, tiempo de contacto, pH, concentración de sulfato de cobre, concentración de $NH_4Cl$ .



**Figura 2.** Diagrama de flujo de la etapa 1 (lixiviación acida reductiva), del mineral refractario mangano-argentífero.



**Figura 3.** Diagrama de flujo de la etapa 2 (lixiviación de valores de oro y plata con tiosulfato de amonio) del mineral refractario mangano-argentífero.

**Tabla II. Condiciones experimentales del proceso aplicado sobre el mineral de características refractarias**

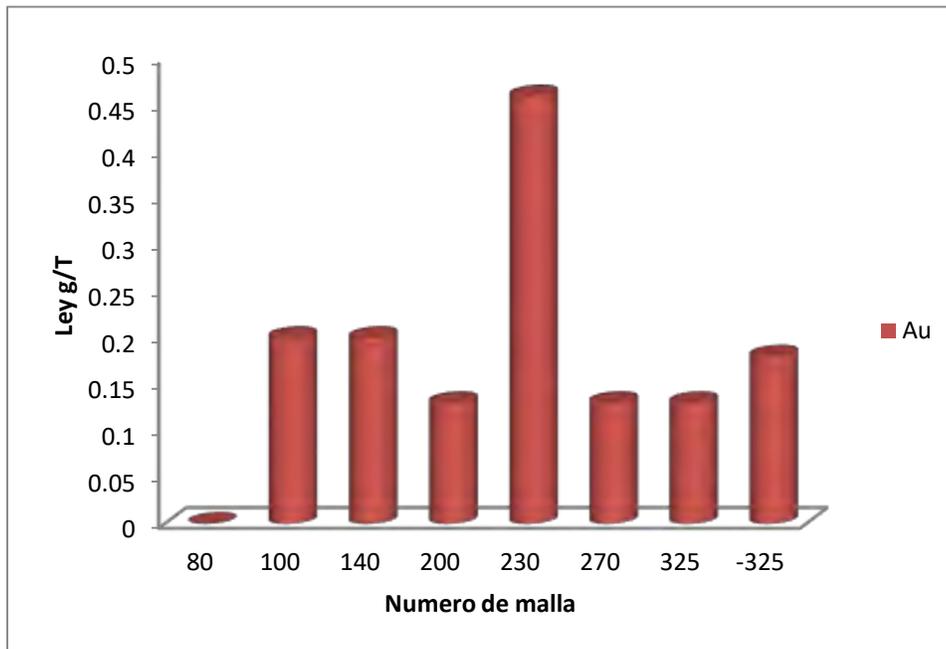
	<b>Etapas 1</b>	<b>Etapas 2</b>
<b>Tiempo</b>	1 - 6 Horas.	4 - 24 Horas
<b>H<sub>2</sub>O</b>	Variable según la relación: L/S	Variable según la relación: L/S
<b>H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub></b>	50 a 250 g/L	-
<b>Na<sub>2</sub>SO<sub>3</sub></b>	5 - 30 g/L	-
<b>(NH<sub>4</sub>)<sub>2</sub>SO<sub>3</sub></b>	-	10 - 40 g/L
<b>Ca(OH)<sub>2</sub></b>	-	0.50 – 2.0 g/L
<b>CuSO<sub>4</sub>.5(H<sub>2</sub>O)</b>	-	80 ppm - 200 ppm
<b>NH<sub>4</sub>OH</b>		5.0 - 20 ml/L
<b>NH<sub>4</sub>Cl</b>		1 - 3 g/L

### 3.2 Materiales y Equipo

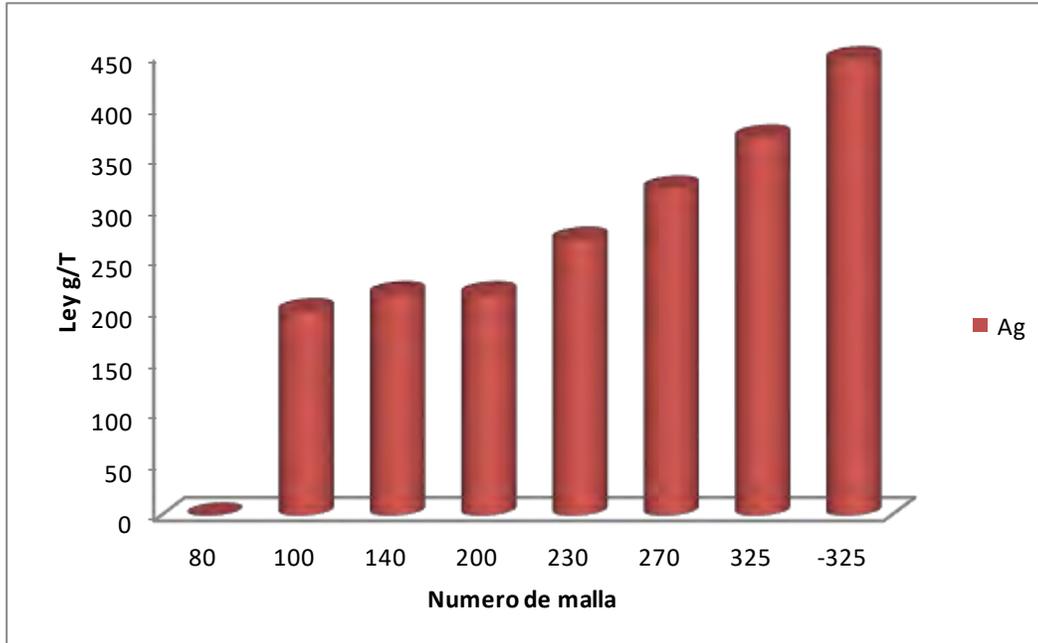
1. Concentrado de Jales de la mina del Monte del Favor.
2. Agua destilada.
3. Ácido sulfúrico,  $H_2SO_4$
4. Sulfito de Sodio,  $NaSO_3$
5. Ácido Clorhídrico,  $HCl$
6. Tiosulfato de amonio  $(NH_4)_2S_2O_3$
7. Hidróxido de Cobre  $Cu(OH)_2$
8. Hidróxido de amonio  $NH_4OH$ .
9. Sulfato de cobre  $CuSO_4 \cdot 5H_2O$ .
10. Agitador Mecánico.
11. Agitador Magnético.
12. Material de vidrio (pipetas, probetas, vasos de precipitado, buretas).
13. Balanza analítica.
14. Placa de calentamiento.
15. Reactor de vidrio convencional.
16. Horno.
17. Sistema de filtración.
18. Difracción de Rayos X de polvos, marca Bruker, modelo D8 Advance con Radiación de  $Cu K\alpha$  (1.5406 Å) y monocromador de grafito.
19. Microscopio electrónico de barrido marca JEOL JSM-5410LV, equipado con detector para EDS (Energy Dispersive Spectroscopy), marca Oxford, para el análisis elemental.
20. Espectrofotómetro de Absorción Atómica, Perkin Elmer AAnalyst 200.
21. Espectrómetro de fluorescencia de rayos X, marca Bruker, modelo SR3000.

### 3.3 Análisis de mallas

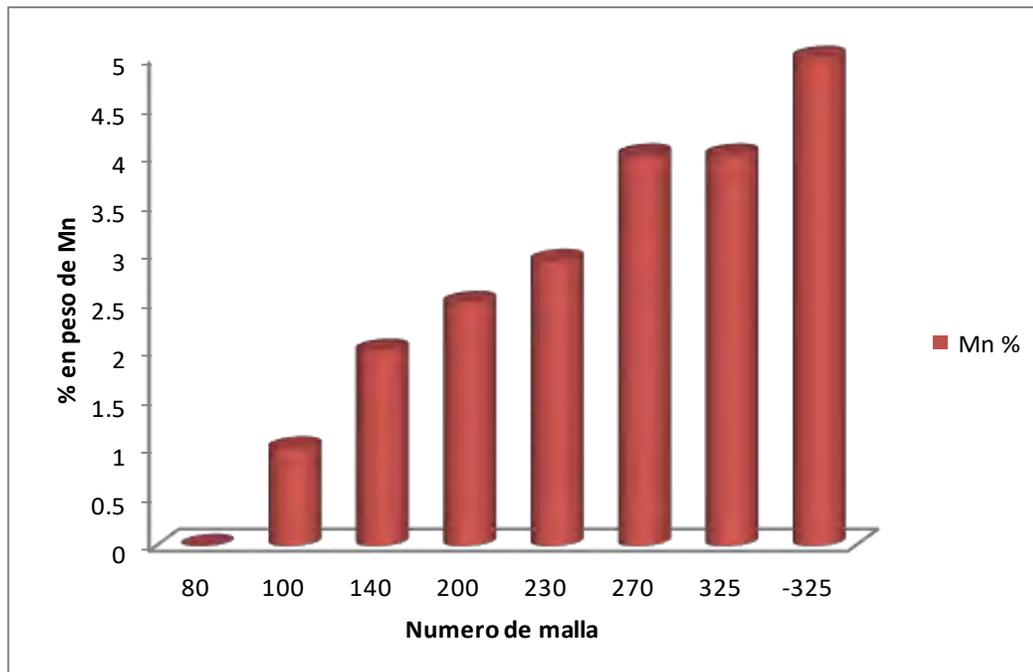
Se realizaron pruebas para determinar la distribución del tamaño de partícula en la muestra, utilizando las mallas número 80, 100, 140, 200, 230, 270, y 325, de la serie Tyler. Las diferentes fracciones obtenidas fueron analizadas para oro, plata y manganeso, obteniendo la distribución de los valores metálicos en las distintas fracciones. Lo anterior se presenta en las Figuras 4-6. Como se muestra en la figura 4, se puede observar que los valores de Au se encuentran en las mallas -200 y +230. Asimismo, la distribución de Ag es por debajo de la malla -325 (ver figura 5).



**Figura 4.** Análisis granulométrico para determinar el tamaño de partícula donde se encuentra la distribución de oro.



**Figura 5.** *Análisis granulométrico para determinar el tamaño de partícula donde se encuentra la distribución de plata.*



**Figura 6.** *Análisis granulométrico para determinar el tamaño de partícula donde se encuentra la distribución de manganeso.*

De acuerdo con el análisis granulométrico que se presenta en el apéndice de tablas correspondiente a la tabla A.1, el 46.40% de la muestra se encuentra por debajo de la malla -325.

### **3.4 Técnicas de análisis y caracterización del mineral.**

#### **Difracción de rayos-X (DRX)**

Se caracterizó la muestra en un equipo marca Bruker AXS, modelo D8 Advance, con una fuente de radiación de Cu  $\alpha$  y monocromador de grafito. Las muestras se analizaron en un rango de 5 - 70° en  $2\theta$ , con una velocidad de barrido de 2°/min.

#### **Microscopia Electrónica de Barrido (MEB)**

Para los análisis de la morfología de la muestra se utilizó un microscopio electrónico de barrido (MEB) marca JEOL JSM-5410LV (Tokyo, Japan). Todas las micrografías presentadas se obtuvieron sin ningún tipo de recubrimiento de metal.

#### **Espectroscopia de Absorción Atómica (AAA)**

Para el análisis se utilizó un espectrómetro de absorción atómica marca Pekin Elmer AAnalyst AA 200.

## **IV. RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

#### **4.1 Caracterización**

La muestra de mineral se preparó para análisis de difracción de rayos X, se elaboraron briquetas del embebido en resina epóxica con pulido acabado espejo para su posterior análisis microscópico.

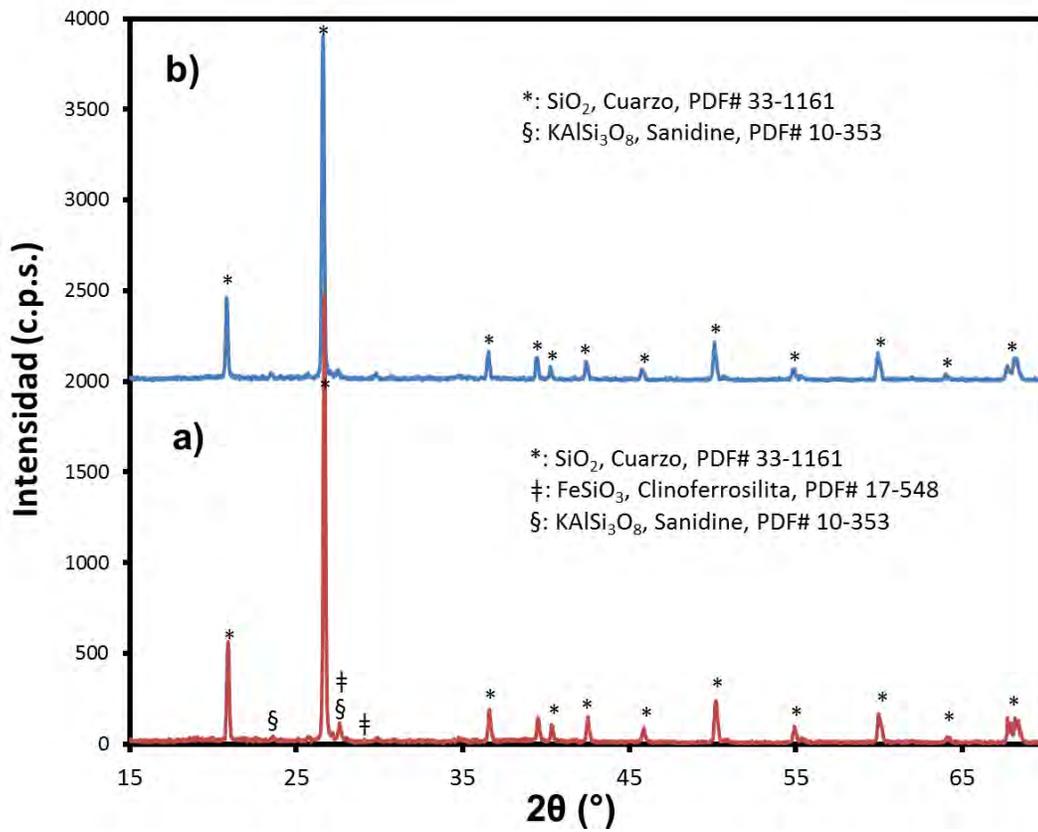
Para el análisis en el MEB se requiere que las muestras sean conductoras, de esta forma, si se requiere la muestra generalmente es recubierta con una capa delgada de un metal para conferirle carácter conductor. Posteriormente, se barre la superficie con electrones acelerados que viajan a través del cañón. Un detector formado por lentes basadas en electroimanes, mide la cantidad e intensidad de electrones que devuelve la muestra, siendo capaz de mostrar figuras en tres dimensiones mediante imagen digital.

#### **4.2 Estudios por difracción de rayos-X de la muestra**

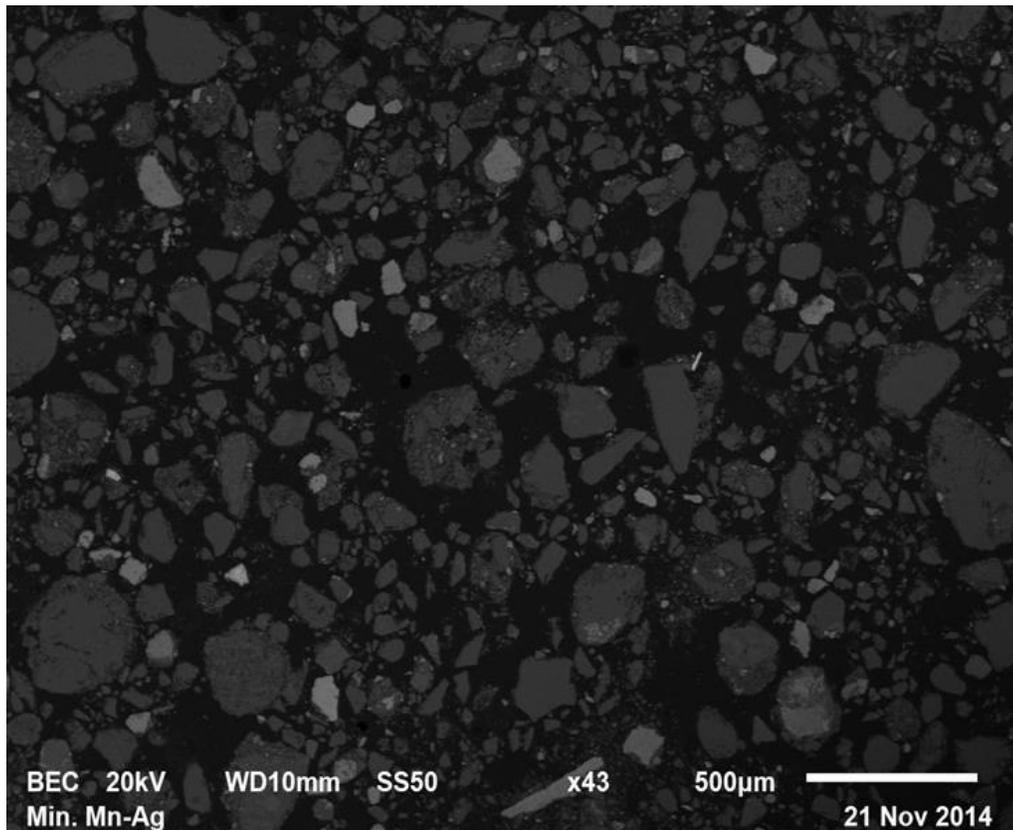
En la Figura 7 (a) se muestra el patrón de difracción de rayos-X antes del proceso de lixiviación ácida reductiva, en el cual se determinó que la muestra está constituida de cuarzo como matriz, con contenidos de especies minerales asociadas a óxidos de manganeso y en escasas proporciones se observaron otras especies minerales como pirita, esfalerita y barita. La figura 7 (b) muestra el patrón de la muestra después de la lixiviación ácida reductiva. Se aprecia una disminución en la fase clinoferrosilita, la cual se asocia comúnmente con minerales de Mn.

#### **4.3 Análisis por Microscopia Electrónica de Barrido**

En la figura 8 se presenta la micrografía del mineral observado con un microscopio electrónico de barrido. Se logra apreciar la abundancia de especies de manganeso (gris claro) y piritas, mientras que el resto de partículas (gris oscuro) corresponde a la matriz de cuarzo y feldespatos.



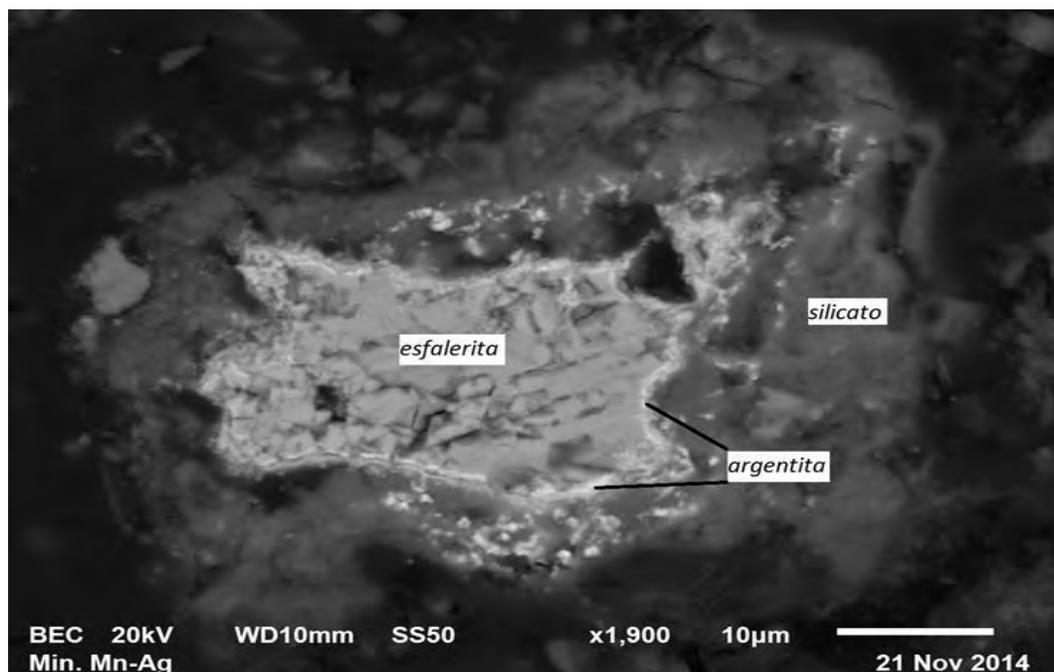
**Figura 7.** Patrón de difracción de rayos-X de las especies minerales determinadas por difracción de rayos X, a) antes y b) después de la lixiviación ácida reductiva (pre tratamiento).



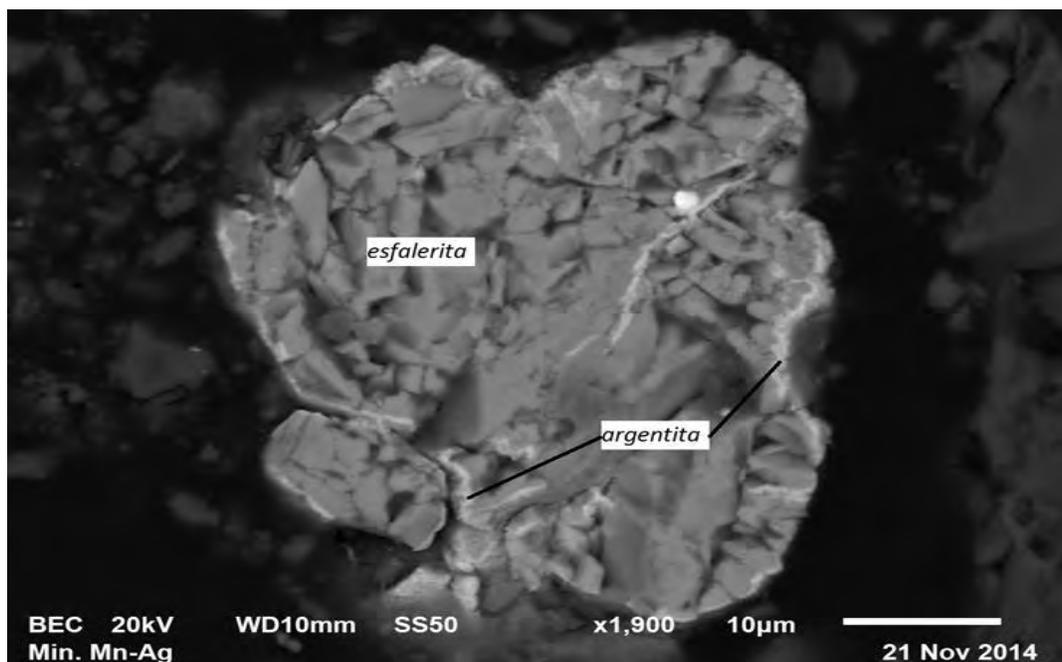
**Figura 8.** *Micrografía de la muestra de mineral, observada con un microscopio electrónico de barrido.*

En las Figuras 9 y 10 se presenta la micrografía tomada con el MEB de una partícula aislada del mineral ferromanganeso. Podemos notar que la argentita presenta asociación compleja con esfalerita. El tamaño de la partícula es de aproximadamente 40 micrómetros. También se aprecia que en el centro tenemos esfalerita la cual se encuentra rodeada de argentita. Estas dos especies a su vez están ocluidas en un silicato.

La muestra está constituida de cuarzo como matriz, contiene especies de óxidos de manganeso y en escasas proporciones se observaron otras especies minerales como pirita, esfalerita y barita. Se encontraron valores de plata con una fuerte asociación a esfalerita, también se detectaron especies mangano-argentíferas.



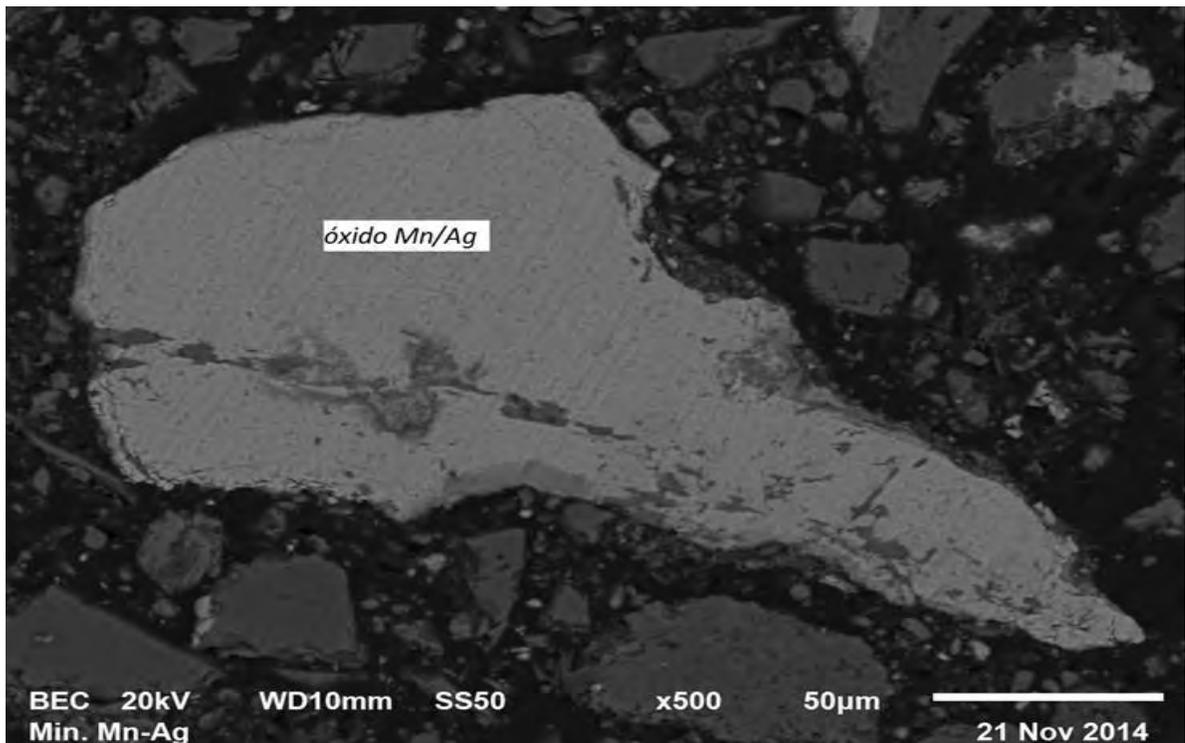
**Figura 9.** *Micrografía de una partícula aislada del mineral ferromanganeso con asociaciones de esfalerita, argentita, observada con el microscopio electrónico de barrido.*



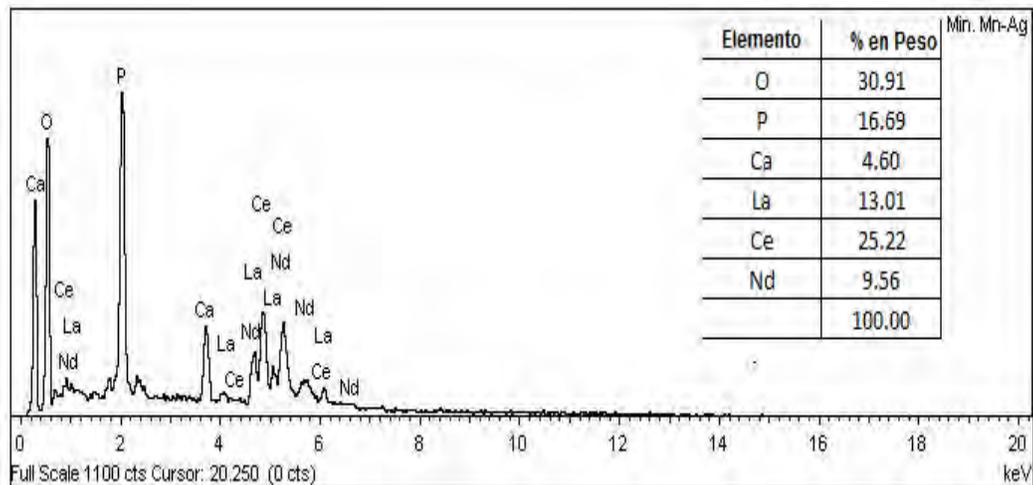
**Figura 10.** *Micrografía de partícula de mineral aislada, se observa esfalerita y argentita ocluidas tomadas con el microscopio electrónico de barrido.*

En la Figura 11 se observa otra micrografía tomada con el MEB de una partícula de óxido de manganeso con contenido de plata. El tamaño de la partícula es de aproximadamente 180 micrones, presenta un aspecto geométrico indefinido.

En la Figura 12 se presenta el microanálisis correspondiente de la Figura 11, en donde se puede apreciar los elementos considerados en este mismo y el porcentaje en peso de cada uno de ellos.



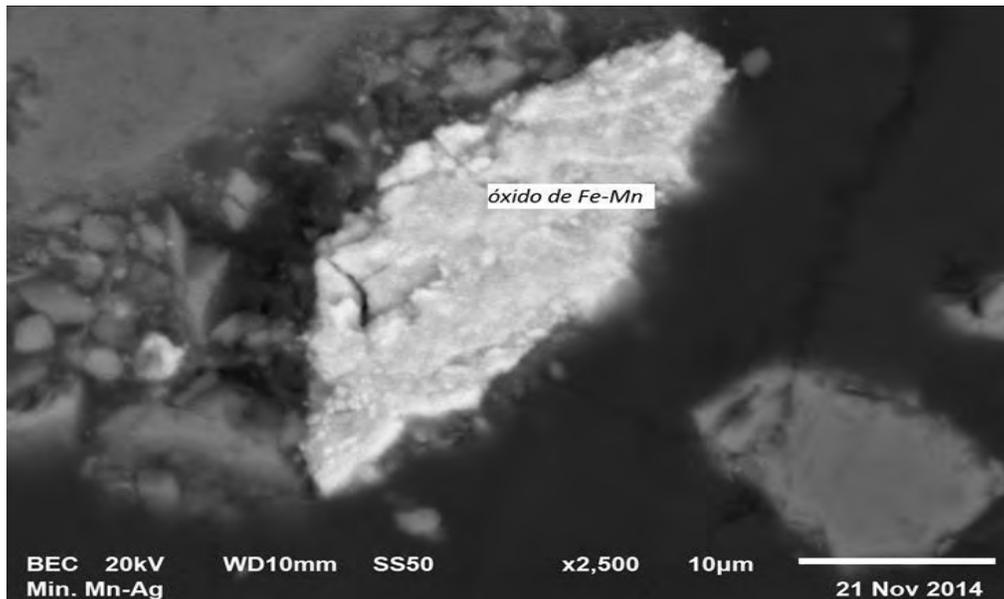
**Figura 11.** *Micrografía correspondiente a un óxido manganeso con contenido de plata observada con el microscopio electrónico de barrido.*



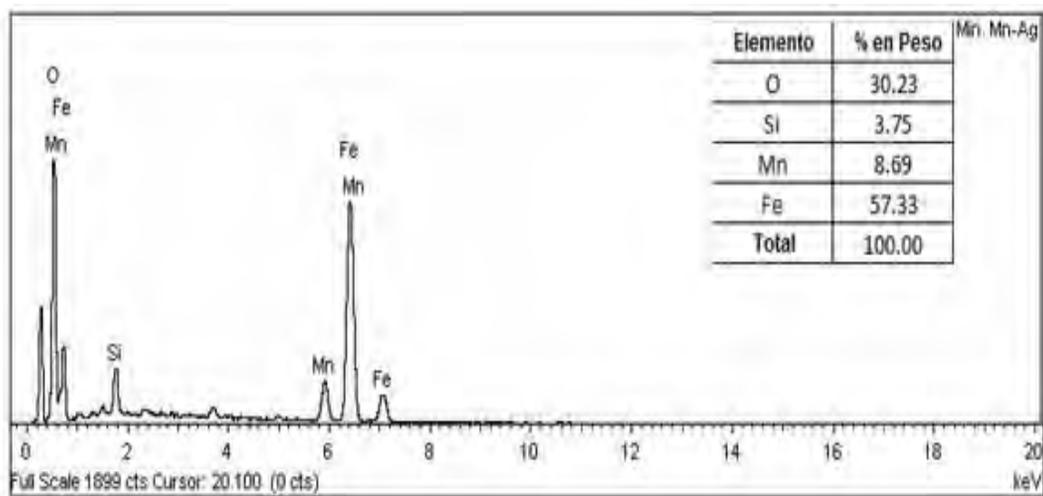
**Figura 12.** Microanálisis correspondiente al oxido manganeso con contenido de plata

En la Figura 13 se observa otra micrografía que corresponde a un oxido de manganeso con alto contenido de fierro, esta partícula representa una figura geométrica semi-circular y el tamaño de la partícula es de aproximadamente 20 micrones.

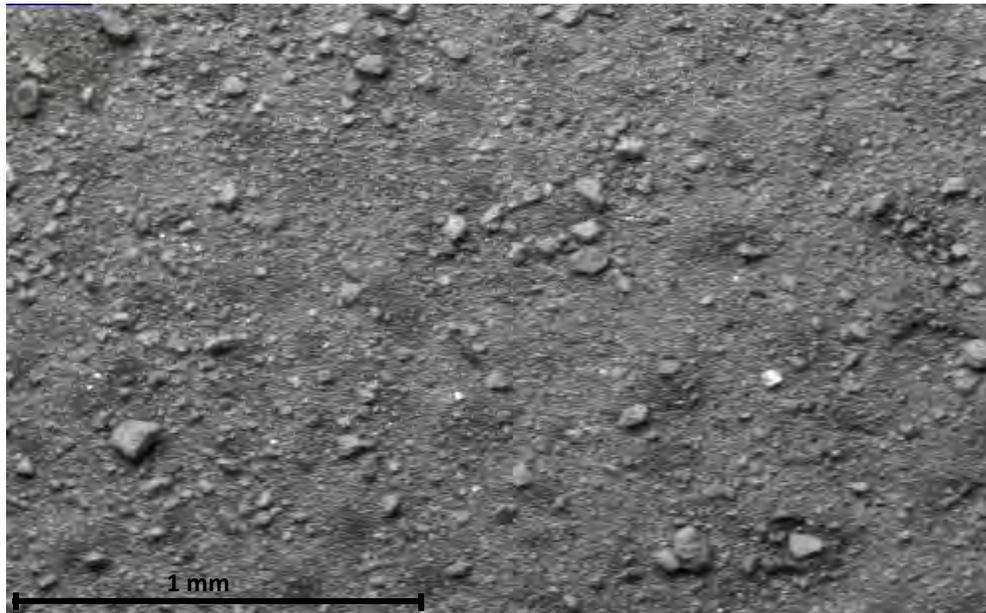
La Figura 14 representa el microanálisis de la Figura 13, de igual manera este microanálisis por EDS contiene los elementos considerados y el porcentaje en peso de cada uno de ellos y los picos representativos de cada uno de los elementos.



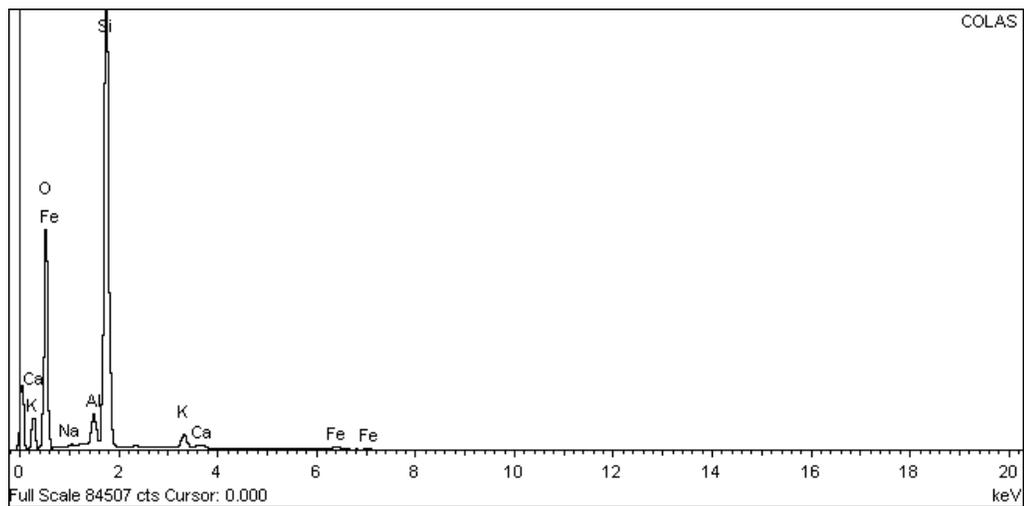
**Figura 13.** Micrografía correspondiente a un oxido de manganeso con alto contenido de Fe



**Figura 14.** Microanálisis por EDS correspondiente al oxido manganeso con alto contenido de Fe



**Figura 15.** Imagen de Microscopia electrónica de barrido correspondiente a la muestra proveniente de colas en la segunda etapa de lixiviación.



**Figura 16.** Espectro de dispersión de energía (EDS) de la muestra proveniente de colas en la segunda etapa de lixiviación.

En la Figura 15 y 16 se presenta la imagen de las colas de lixiviación (solución - mineral) tomada con el microscopio electrónico de barrido y su análisis por EDS, revelando que las muestras de mineral están compuestas principalmente por silicio, oxígeno, hierro y otros elementos en menor proporción, tales como: calcio, aluminio, sodio, potasio. Es importante mencionar, que los resultados del análisis semi-cuantitativo por EDS para el mineral estudiado indican que contiene 41.80% en peso de silicio y 51.21% de oxígeno que hay en mayor proporción las cuales son mostradas en la Tabla III.

**Tabla III.** Principales elementos encontrados.

<b>ELEMENTO</b>	<b>% en Peso</b>
Na	0.35
Al	2.83
Si	41.80
K	2.18
Ca	0.35
Fe	1.28
O	51.21
Totales	100

#### **4.4 Resultados**

Durante la primera etapa de la investigación se realizó el análisis de cabeza del mineral por absorción atómica para oro, plata y manganeso. Asimismo, se presenta también los valores de la cabeza calculada de acuerdo al balance metalúrgico mostrado en el apéndice de tablas correspondiente a la tabla A.1. Como podemos observar el mayor valor económico del mineral es la plata con 307 g/T, con un 3.6% de manganeso. Se observa que no existe diferencia significativa de cabeza analizada y calculada.

**Tabla IV.** Análisis químico del mineral de la cabeza calculada y analizada.

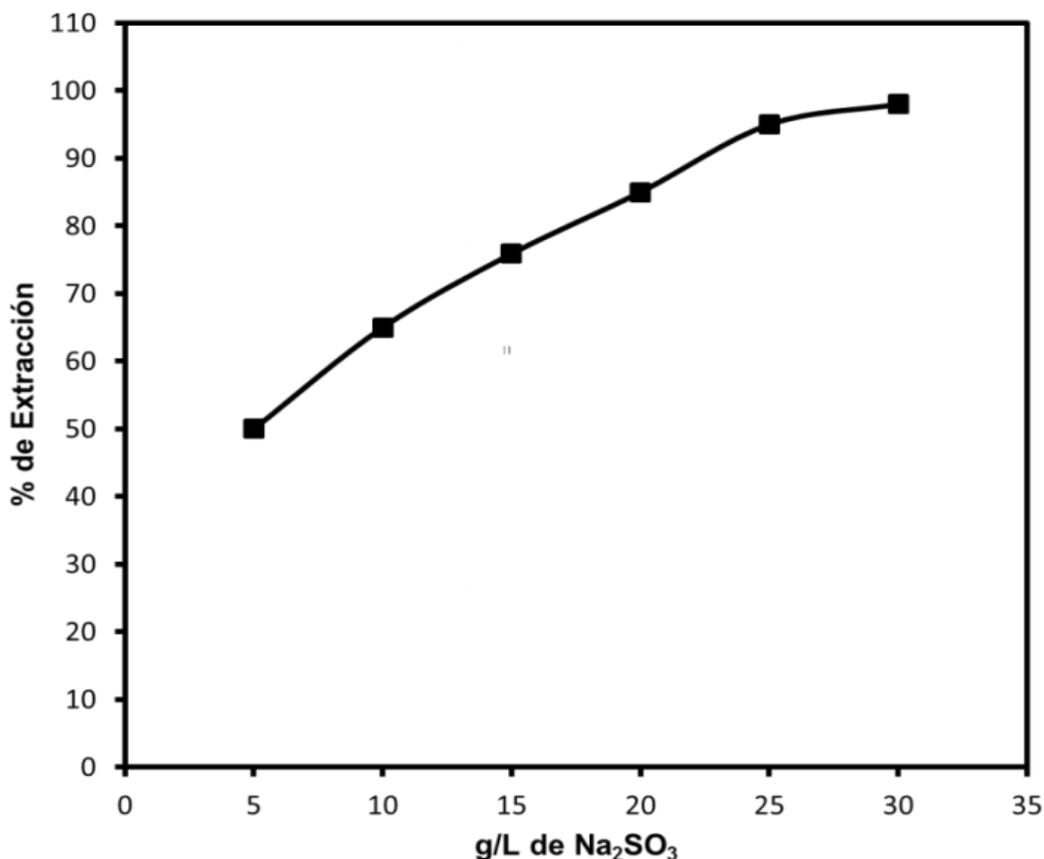
Muestra	g/T		
	Ag	Au	%Mn
Cabeza Analizada	307.0	0.30	3.60
Cabeza Calculada	304.0	0.25	3.58

#### 4.5 Efecto de la adición del sulfito de sodio

Se utilizó el sulfito de sodio como agente reductor en la lixiviación del manganeso, como se muestra en la Figura 17, lo cual se varió desde 5 hasta 30 g/L de sulfito de sodio a medida que incrementamos la adición de sulfito se incrementa la extracción de manganeso, obteniéndose un consumo de 20 g/L de sulfito de sodio para una extracción del 98% de manganeso en un tiempo de 3 horas. Las reacciones químicas llevadas a cabo se muestran en las reacciones (14) y (15).

En la reacción (14) el ácido sulfúrico reacciona con el sulfito de sodio formando ácido sulfuroso y sulfato de sodio como productos. En la reacción (15) el ácido sulfuroso formado reacciona con el dióxido de manganeso formando sulfato de manganeso.



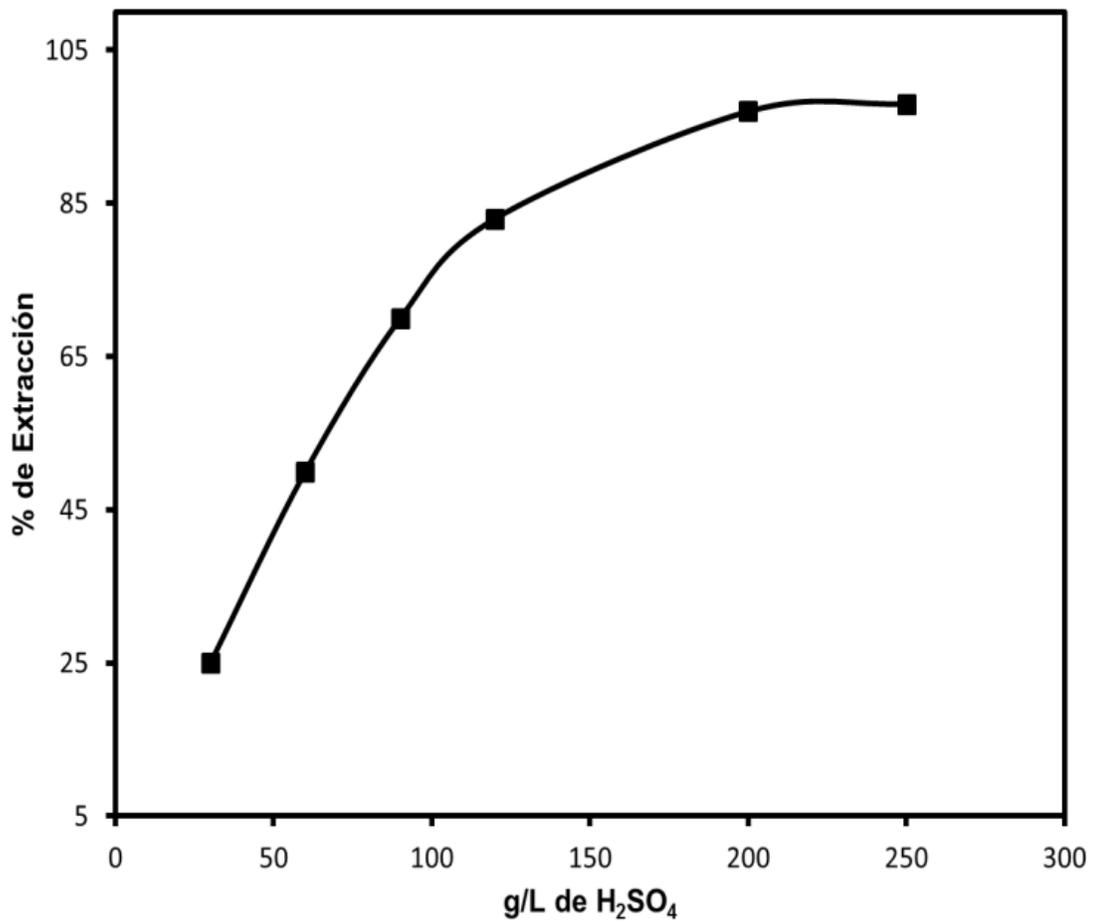


**Figura 17.** Efecto de la concentración de sulfito de sodio respecto al porcentaje de extracción del manganeso.

#### 4.6 Efecto de la adición de ácido sulfúrico

Se determinó el consumo de ácido por el método volumétrico del ferrocianuro a pH de referencia 4, titulándose con hidróxido de potasio (KOH) y agregándole alcohol y ferrocianuro para acomplejar las sales hidrolizables. El consumo de ácido libre fue de 90.74 g/L.

La adición de ácido sulfúrico fue de 50 g/L hasta 250 g/L ya que a menor concentración de ácido la extracción de manganeso es baja requiriendo arriba de 150 g/L de ácido. En la Figura 18 se muestra el efecto que tiene el ácido sulfúrico con respecto al porcentaje de extracción de manganeso, en donde se puede apreciar que conforme aumenta la adición de ácido sulfúrico mayor extracción de manganeso se obtiene.



**Figura 18.** Efecto de la acidez con respecto al porcentaje de extracción del manganeso.

En la Tabla V se muestra el análisis de cabeza y colas del mineral, analizada durante la primera y segunda etapa de lixiviación, en donde podemos pensar primeramente que durante la primera etapa de lixiviación acida reductiva se ha eliminado gran cantidad de manganeso que contenía el mineral; de igual manera se muestran los resultados de la cabeza y colas correspondientes a la segunda etapa de lixiviación con tiosulfato de amonio.

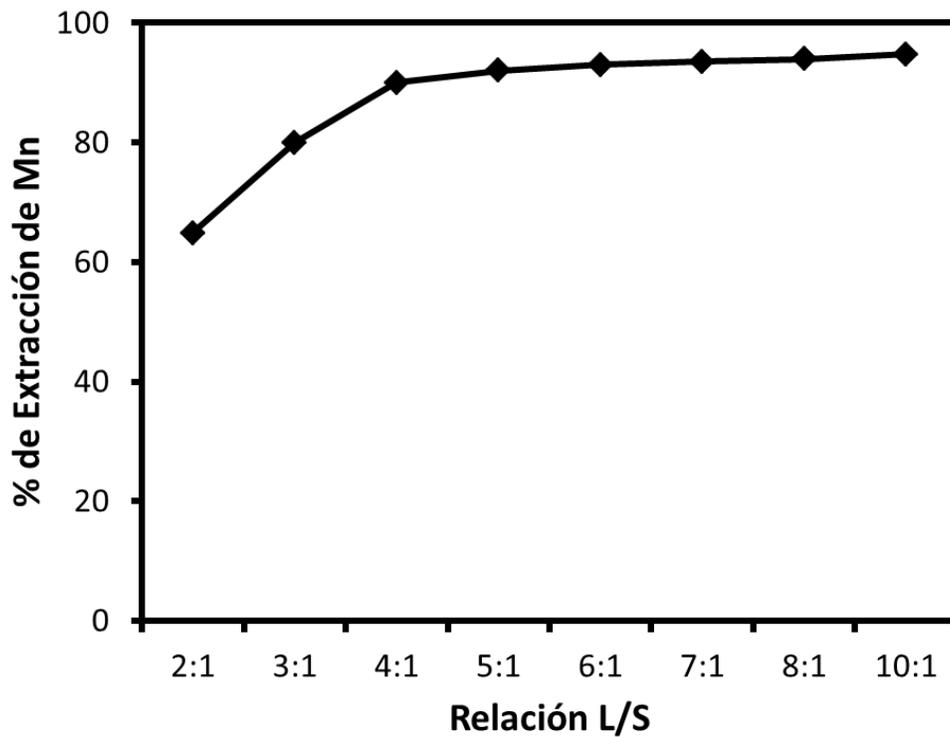
**Tabla V.** Análisis de cabeza y colas durante la primera etapa de lixiviación acida reductiva y segunda etapa de lixiviación con tiosulfato amonio.

Ley de cabeza, %		Ley de colas, Mn %
Mn	3.6	0.14

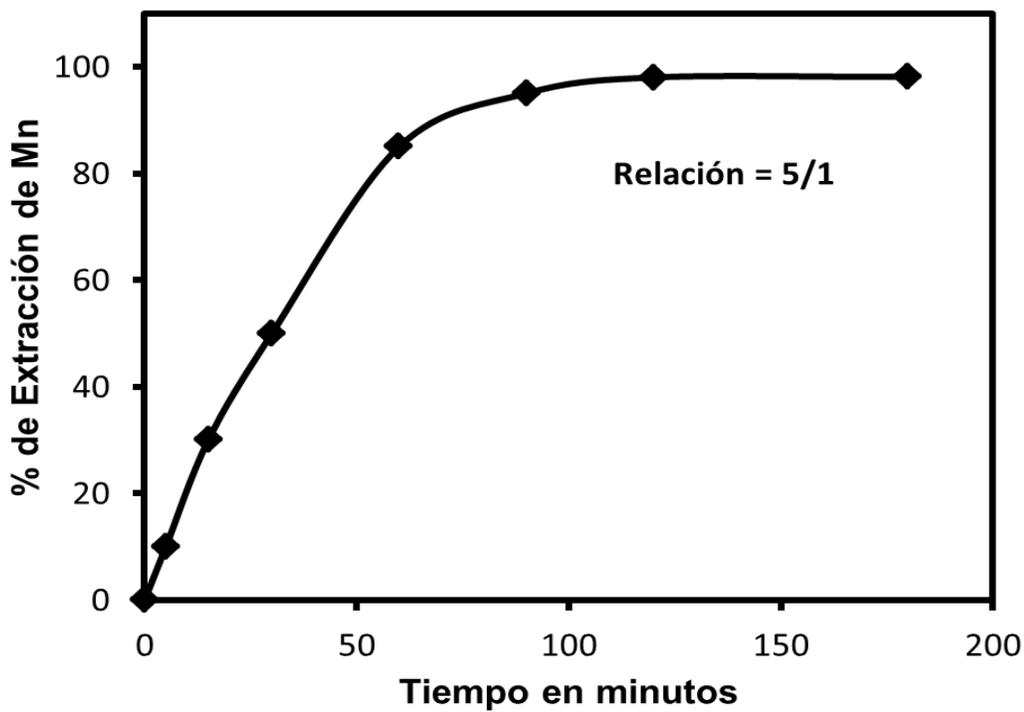
Ley de Cabeza, g/t		Ley de colas, g/T	
Au	0.3	Au	0.06
Ag	307	Ag	12.33

#### 4.7 Efecto del tiempo de lixiviación

En la Figura 19 se muestra el efecto del porcentaje de extracción de manganeso durante las pruebas de pretratamiento ácido reductivo contra la relación líquido - sólido de 1:1 a 10:1. Se puede observar con una relación de 1:1 el porcentaje de extracción de manganeso es de aproximadamente el 65%, aumenta paulatinamente hasta un 90% con una relación sólido-liquido de 3:1, hasta llegar a un 98% con una relación sólido - líquido de 10:1. De acuerdo a estos resultados podemos concluir que la mejor relación sólido- líquido corresponde a la de 5:1.



**Figura 19.** Porcentaje de extracción de manganeso vs relación líquido-sólido en las pruebas de pretratamiento ácido reductor.



**Figura 20.** Efecto del tiempo de lixiviación con respecto a la extracción de manganeso.

En la Figura 20 se presenta los resultados obtenidos del porcentaje de extracción del manganeso con respecto al tiempo de lixiviación con una relación sólido - líquido de 5:1, la cual aumenta paulatinamente con respecto al tiempo aproximadamente durante la primera hora y media de la lixiviación.

#### **4.8 Neutralización de la pulpa mineral procedente de la lixiviación ácida reductiva.**

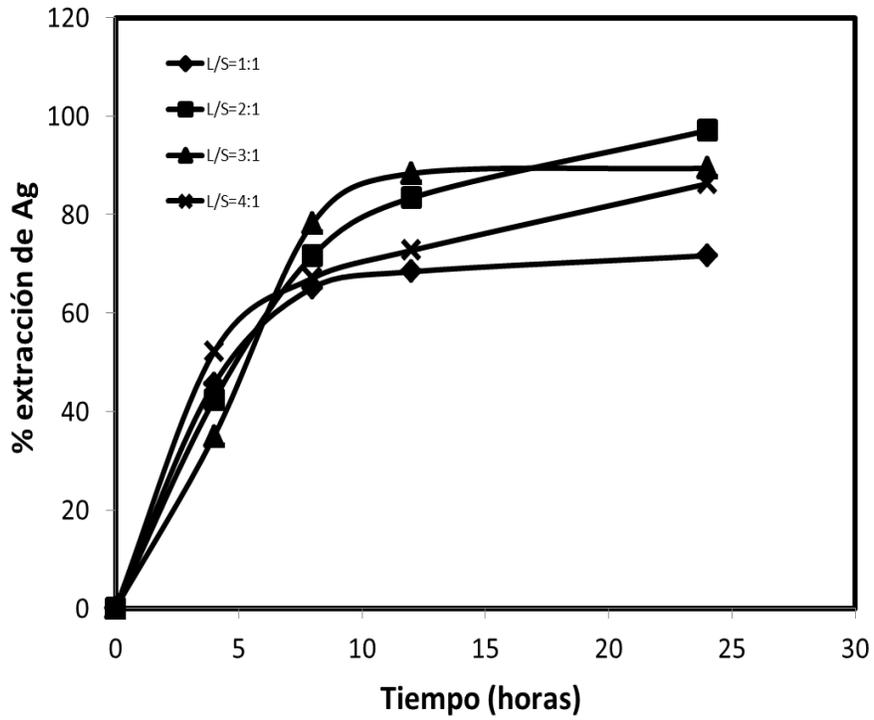
El material fue lavado con agua con una relación L/S= 1:1, posteriormente se ajustó el pH con 2 ml de NaOH al 50%, con solución nueva para ajustar el pH a 5 y posteriormente se agregó  $\text{NH}_4\text{Cl}$  al 0.3%, seguidamente se agregó el  $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$  con una concentración variable que va de 20 a 40 g/L de concentración, midiéndose el consumo de  $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$  Y  $\text{Ca}(\text{OH})_2$  con una concentración de 0.3%, midiéndose el consumo del álcali.

Se realizaron las pruebas de efecto del tiempo de lixiviación, de la relación líquido/sólido en la recuperación de Ag con tiosulfato de amonio, efecto del pH en la relación líquido- sólido, efecto del pH con respecto al porcentaje de extracción, consumo de reactivos, efecto de la concentración del ion cúprico.

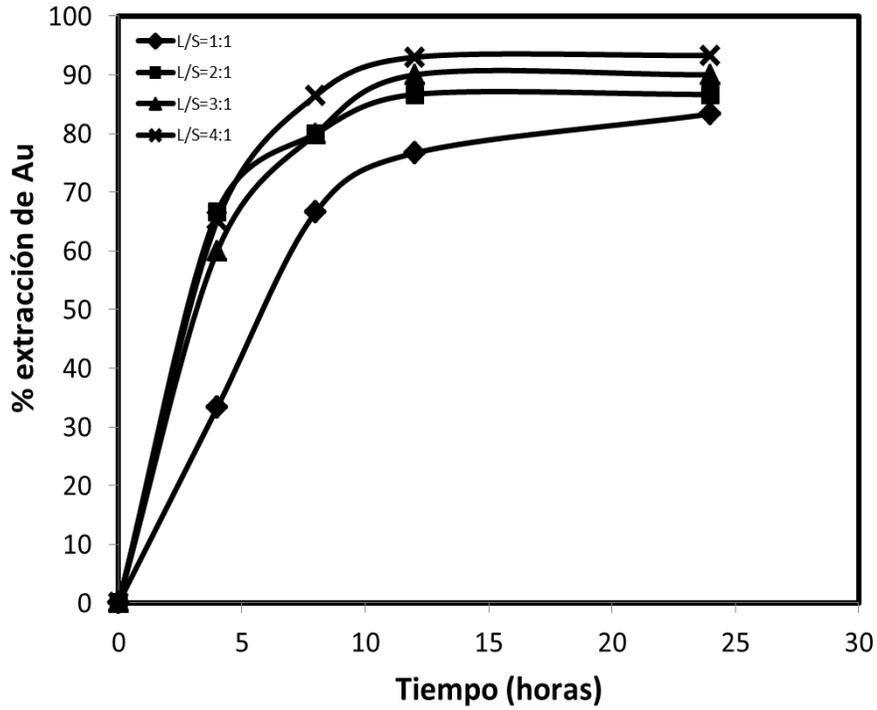
#### **4.9 Efecto del tiempo de lixiviación sobre la recuperación de Ag, Au**

En la Figura 21 y 22 se puede apreciar el efecto del tiempo de lixiviación con respecto al porcentaje de extracción de plata y oro, durante la segunda etapa de lixiviación con tiosulfato de amonio, el tiempo de lixiviación de plata se extendió a 24 horas, se identificó que en las primeras doce horas de lixiviación se da aproximadamente el 70% de extracción de Ag y Au en cada una de las relaciones líquido - sólido.

Se obtuvo como resultado que la relación líquido – sólido con mayor porcentaje de extracción, es la relación 2:1, concluyendo según esta imagen que a las 24 horas se obtiene una extracción de plata de 97 y 86% de oro.



**Figura 21.** Efecto del tiempo de lixiviación con respecto al porcentaje de extracción de plata .



**Figura 22.** Efecto del tiempo de lixiviación con respecto al porcentaje de extracción de oro .

#### 4.10 Efectos del pH relación líquido – sólido.

En la Figura 23 se puede apreciar el efecto del tiempo de lixiviación con respecto al pH manteniendo la reacción a un pH entre un rango de 9.80 a 8.0 con hidróxido de calcio, en cada una de las relaciones líquido – sólido; como se observa el pH disminuye con respecto al tiempo.

##### 4.10.1 Efecto del pH con respecto al porcentaje de extracción de Au, Ag.

En las Figuras 24, 25, 26, y 27 se observa el efecto del pH con respecto al porcentaje de extracción de oro y plata en la relación líquido - sólido 1:1, 2:1, 3:1, 4:1, durante la segunda etapa de lixiviado con tiosulfato de amonio, se demuestra como el pH disminuye paulatinamente con respecto al aumento del porcentaje de extracción en cada relación líquido - sólido.

Durante la lixiviación el pH se encuentra disminuyendo en un rango desde 9.8 a 8.7, siendo variable en cada relación líquido - sólido.

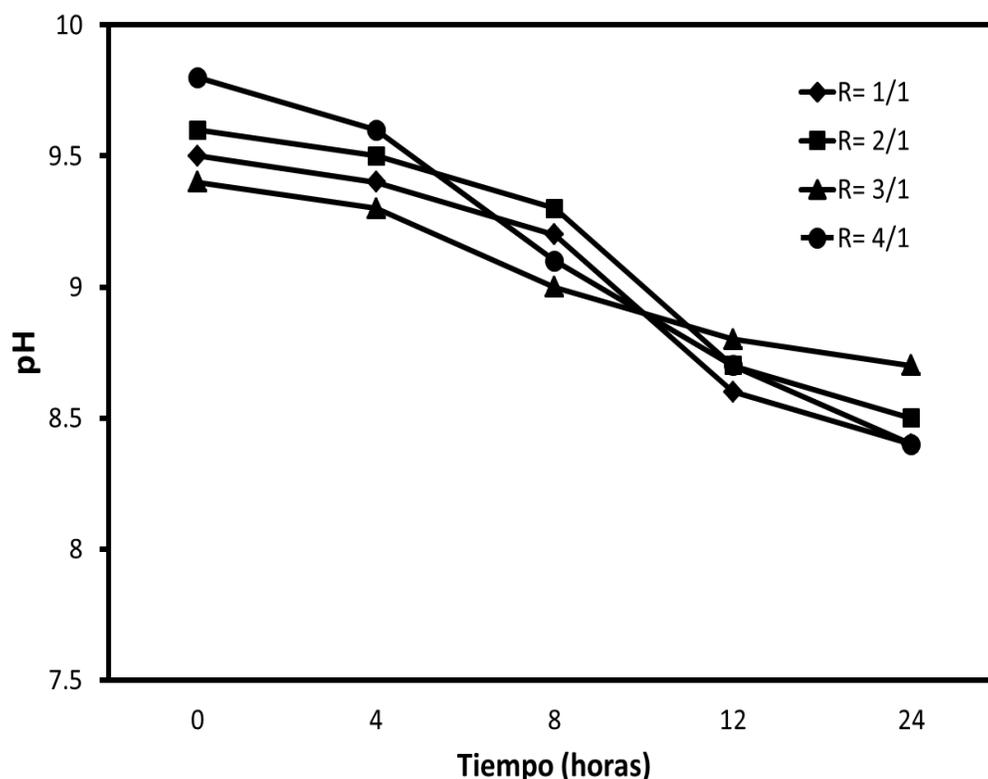
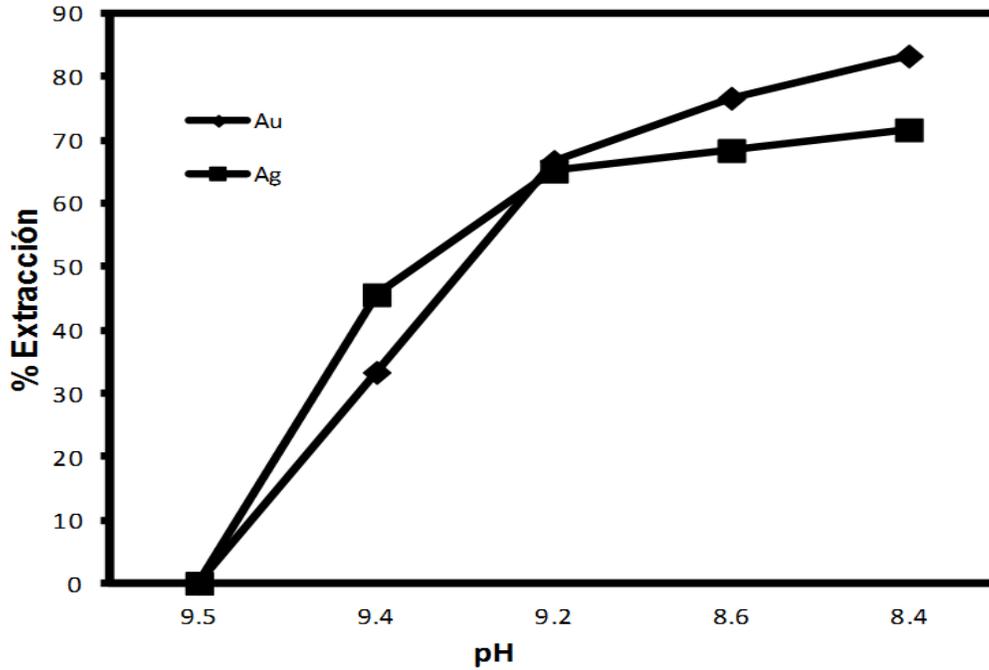
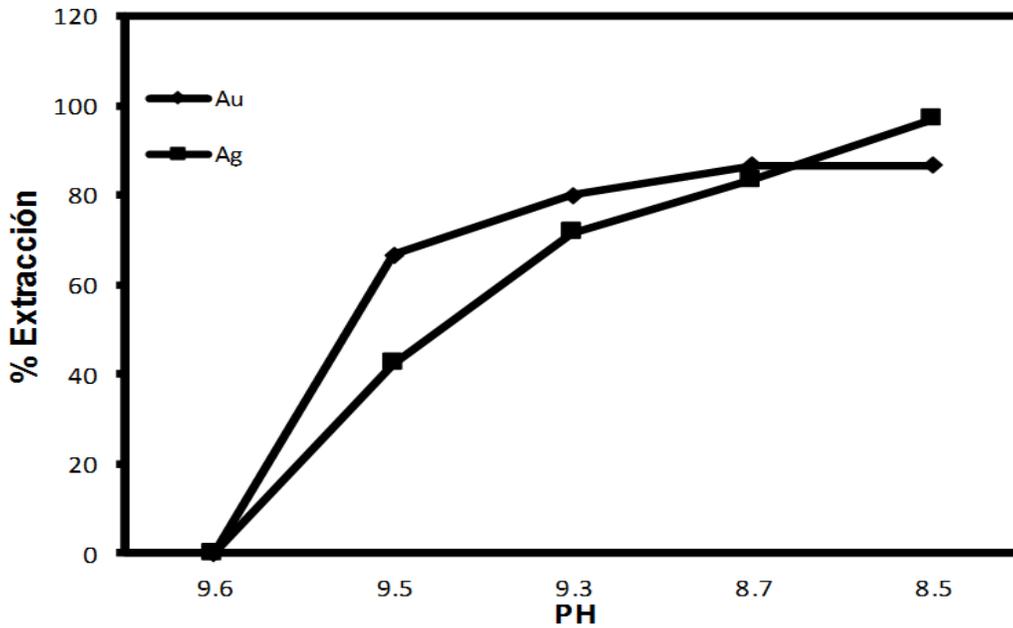


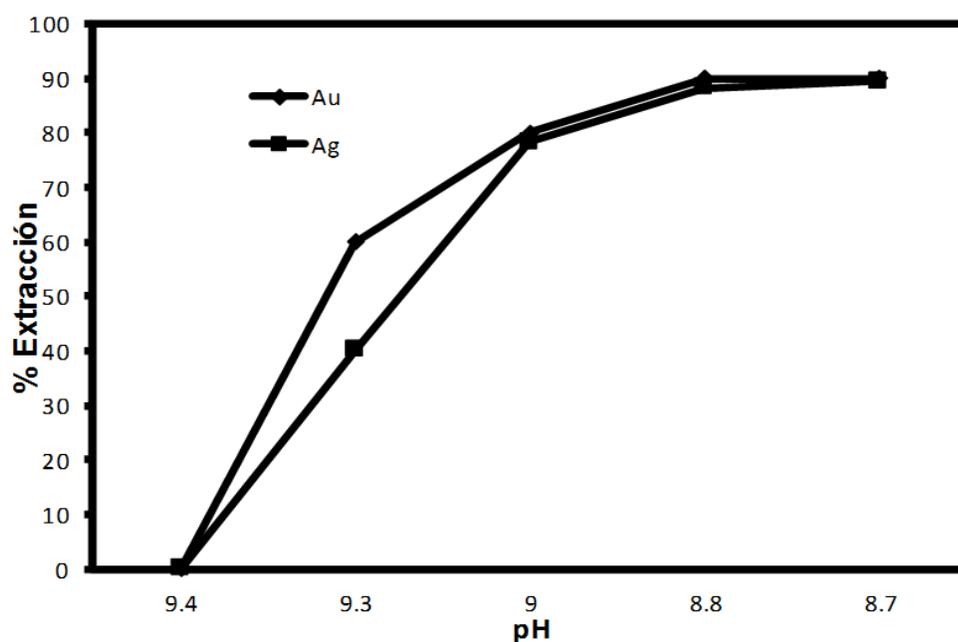
Figura 23. Efecto del pH con respecto al tiempo en relaciones líquido - sólido.



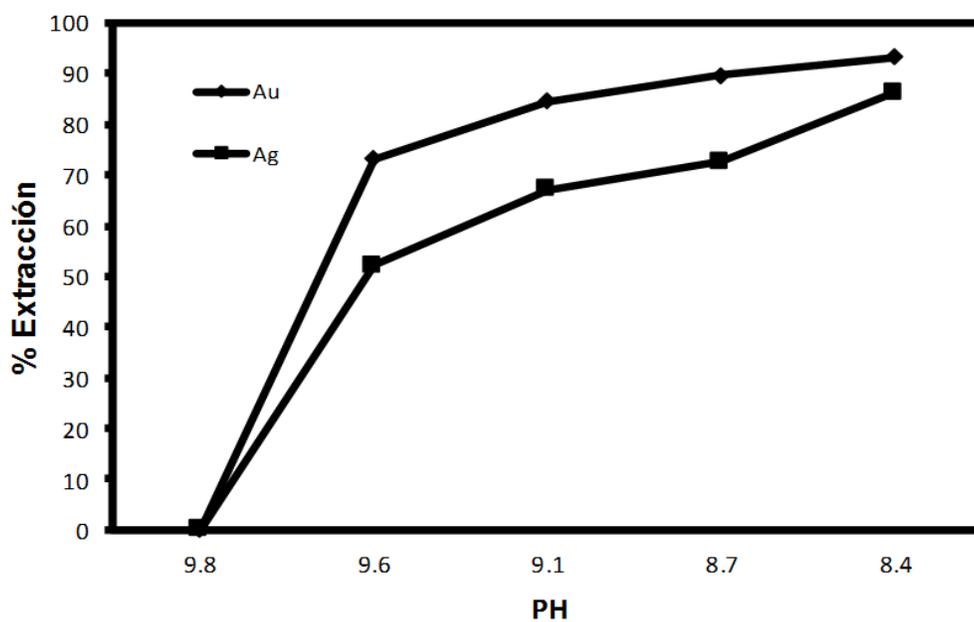
**Figura 24.** Efecto del pH con respecto al porcentaje de extracción de oro y la plata en relación líquido - sólido 1:1



**Figura 25.** Efecto del pH con respecto al porcentaje de extracción del oro y plata en relación líquido - sólido 2:1



**Figura 26.** Efecto del pH con respecto al porcentaje de extracción del oro y plata en relación líquido - sólido 3:1



**Figura 27.** Efecto del pH con respecto al porcentaje de extracción del oro y plata en relación líquido-sólido 4:1

#### 4.11 Consumo de reactivo.

En las Tablas VI, VII y VIII, se presentan los resultados que fueron graficados en la Figura 28, los cuales muestran los datos sobre el consumo de tiosulfato de amonio variando la concentración, el pH arrojado durante cada relación líquido – sólido.

En la Figura 28 se muestra el efecto del consumo de reactivo de tiosulfato de amonio permaneciendo fijo el  $\text{Ca(OH)}_2$  en 1.50 g/l y variable la concentración de tiosulfato de amonio en 20 g/L ,30 g/l y 40 g/L en cada una de las relaciones líquido – sólido.

**Tabla. VI** Consumo de reactivo  $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3 = 20 \text{ g/L}$

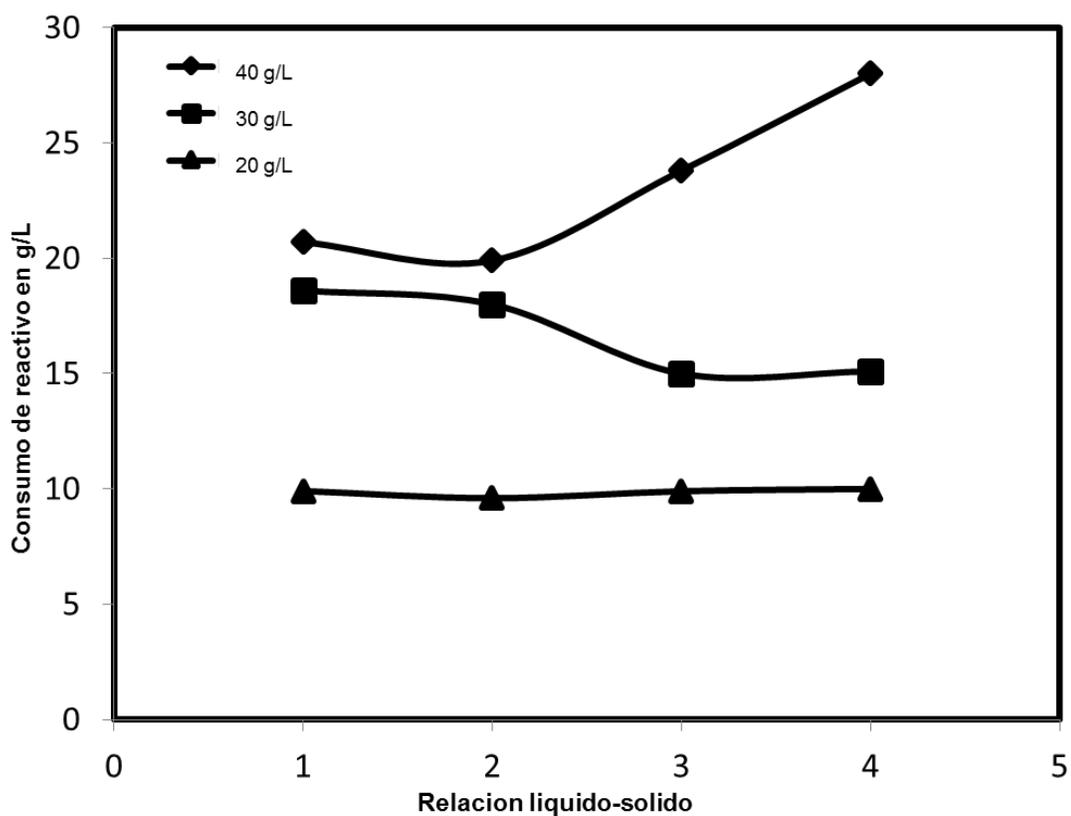
<b>R= L/S</b>	<b>g/L <math>\text{Ca(OH)}_2</math></b>	<b>g/L <math>(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3</math></b>	<b>pH</b>
1/1	0.80	9.91	9.50
2/1	0.90	9.6	9.60
3/1	0.90	9.9	9.40
4/1	1.00	10.00	9.80

**Tabla. VII** Consumo de reactivo  $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3 = 30 \text{ g/L}$

<b>R= L/S</b>	<b>g/L <math>\text{Ca(OH)}_2</math></b>	<b>g/L <math>(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3</math></b>	<b>pH</b>
1/1	0.80	18.60	9.40
2/1	0.90	18.00	9.70
3/1	0.90	15.00	9.40
4/1	1.00	15.10	9.90

**Tabla. VIII** Consumo de reactivo  $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3 = 40 \text{ g/L}$

R= L/S	g/L $\text{Ca}(\text{OH})_2$	g/L $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$	pH
1/1	0.80	20.70	9.90
2/1	0.95	19.90	9.10
3/1	0.95	23.80	8.80
4/1	1.00	28.00	9.40



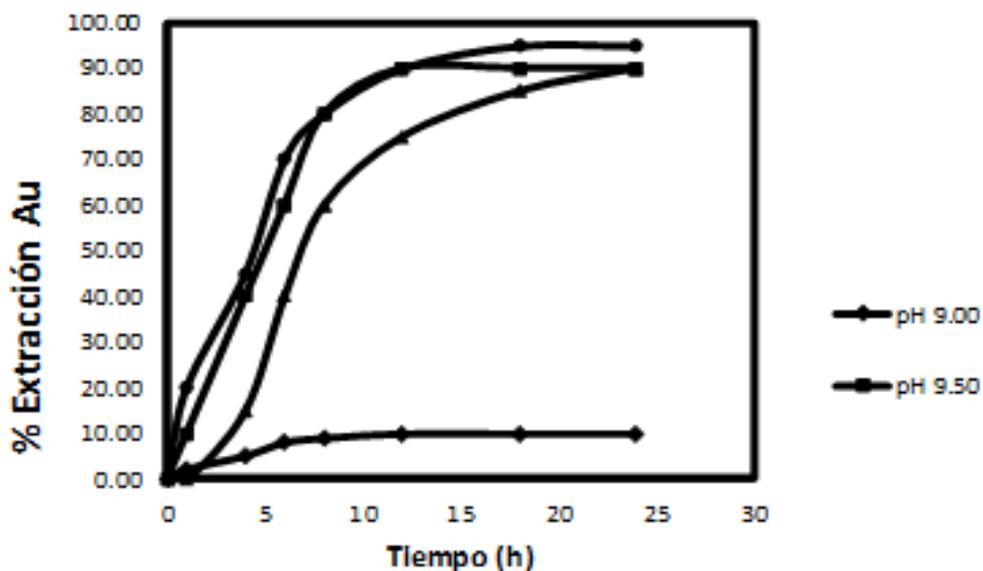
**Figura 28.** Efecto del consumo de reactivo con tiosulfato de amonio a 20 g/L, 30 g/L y 40 g/L

#### 4.12 Efecto de la Concentración de ion Cúprico.

En la figura 29 se muestran los resultados de disolución de oro al trabajar con y sin ion cúprico en la solución inicial. La disolución de oro se favorece con la adición inicial de ion cúprico alcanzándose una más rápida y mayor cantidad de oro disuelto cuando se agregó  $\text{Cu}^{+2}$ .

**Tabla IX.** Efecto de la concentración de ion cúprico

EFECTO DEL COBRE				
Tiempo	% Disolución Au			
	0.0 g/L $\text{Cu}^{+2}$	0.080 g/L $\text{Cu}^{+2}$	0.20 g/L $\text{Cu}^{+2}$	0.40 g/L $\text{Cu}^{+2}$
0	0.00	0.00	0.00	0.00
0.5	16.00	10.00	30.00	35.00
2	35.00	30.00	65.00	60.00
4	50.00	60.00	80.00	78.00
6	60.00	75.00	85.00	83.00
8	65.00	86.00	90.00	85.00
12	67.00	90.00	95.00	88.00
24	67.00	90.00	95.00	88.00



**Figura 29.** Efecto de la concentración del ion cúprico a pH constante = 10.3 con 33% sólidos y 20.0 g/L de  $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$ , y  $T = \text{ambiente}$ .

## CONCLUSIONES

De acuerdo a los resultados experimentales se pueden establecer las siguientes conclusiones:

El pH no influye significativamente en la velocidad de disolución, pero es importante mantener un pH alcalino (8 o 9 aproximadamente) para evitar precipitación de plata y formación de sulfuro de cobre el cual afecta la extracción.

Al adicionar cobre aumenta la extracción, debido a que este actúa como un catalizador al formar iones tetra aminocobre que ayuda en la disolución de oro y plata.

El sulfito de sodio tiene un efecto negativo en la extracción por sí solo, por lo que su adición es necesaria llevarla a cabo junto con ácido sulfúrico.

La extracción aumenta cuando el tamaño de partícula es menor, porque hay una mejor liberación de valores de la matriz del mineral, por lo tanto, hay un mejor contacto entre la superficie de la partícula y la solución lixivante; en este estudio el tamaño de partícula fue de -100 mallas ya que el jale estaba molido y alterado por el intemperismo.

Entre mayor concentración de tiosulfato de amonio mayor consumo del mismo y así mismo mayor porcentaje de extracción.

En base a los resultados experimentales la relación con mayor extracción de oro y plata con tiosulfato de amonio fue la de 2/1 obteniendo el 97% extracción de plata y 86.66% de oro para el mineral de Hostotipaquillo, Jalisco.

Estas pruebas se realizaron a temperatura ambiente.

## **RECOMENDACIONES**

Es recomendable hacer pruebas con otros minerales con características similares, para establecer un comportamiento general y reafirmar los parámetros de operación. También es recomendable pasar de la lixiviación nivel laboratorio a nivel planta piloto, con la finalidad de establecer adecuadamente las variables de operación, así como seguir estudiando otros lixiviantes alternos menos tóxicos para nuestros ecosistemas que produzcan un mayor porcentaje de extracción.

## BIBLIOGRAFIA

1. G. Hilson, A.J. Monhemius. "Alternatives to cyanide in the gold mining industry: what prospects for the future?". *Journal of Cleaner Production* 14 1158-1167 (2006).
2. R. O. Mena "Minerales mangano argentíferos oxidados, su génesis y beneficio metalúrgico". *Boletín de la sociedad Geologica Mexicana*, Vol 11, No. 1-6, (1941).
3. "Hydrometallurgical Processing". *Treatise on Process Metallurgy*. Michael L. Free and Michael Moats. Volume 3, Ch. 2.7, 949-982, (2014).
4. M. G. Aylmore, D. M. Muir "Thiosulphate as an alternative to cyanide for gold processing – issues and impediments".. *Minerals Processing and Extractive Metallurgy*, Vol. 113, 2-10 (2004).
5. V. A. Arce, R. C. Falcón, L. P. Santibañez, D. L. Dávila "Refractariedad de concentrados auríferos". *Revista del instituto de investigación FIGMMG..* Vol. 8, No. 16, 5-14 (2005).
6. M. G. Aylmore, D. M. Muir "Thiosulphate Leaching of Gold – A Review". *Minerals Engineering*, Vol. 14, (2), 135-174 (2001).
7. US 5,354,359. "Hidrometallurgical process for the recovery of precious metal values from precious metal ores with thiosulphate lixiviant".
8. ". D. Feng, J.S.J. van Deventer. "Interactions between sulphides and manganese dioxide in thiosulphate leaching of gold ores *Minerals Engineering* 20 533–540 (2007).
9. M.Videa. "Potencial electroquímico y equilibrio electroquímico"
10. ". Q. Tian, C. Jiao, X. Guo.Extraction of valuable metals from manganese–silver ore *Hydrometallurgy* 119-120 8–15 (2012).
11. J.R Parga,F .R.Carrillo "Avances en los métodos de recuperación de oro y plata de minerales refractarios".Consejo superior de investigaciones científicas licencia creative commons 3.0 España.

12. S. Zhang, M. J. Nico. "An Electrochemical Study of the Dissolution of Gold in Thiosulphate Solutions. Part I: Alkaline Solutions" I. Journal of applied electrochemistry, Vol. 33, 767-775 (2003).
13. Gilchrist, J.D. "Extraction Metallurgy". Editorial pergamon. New York, 1989.
14. S. L. M, Espitia, Gretchen T "Pretreatment of a refractory arsenopyritic gold ore using hydroxyl ion".. Lapidus. Hydrometallurgy 153 106–113 (2015).
15. E. G. Kelly, D.J. Spottiswood, "Introducción: al procesamiento de minerales". Editorial Limusa 1990 .
16. C.K. Gupta, T.K. Mukherjee, "Hidrometallurgy in extraction process". Volumen I, Estados Unidos 1990.
17. M.G. Tiburcio, M.A. E. Romero, A. V. Soto, J.L. Valenzuela García, J.H. Coronado López y J.R. P. Torres, 2011, "Estudio comparativo de la lixiviación de un mineral refractario con cianuro de sodio y tiosulfato de sodio para la recuperación de oro y plata".
18. US 7,722,840 B2. "Method for Thiosulfate leaching of precious metal-containing materials".
19. "Reductive leaching of manganese from low-grade manganese dioxide ores using corncob as reductant in sulfuric acid solution". Xike Tian, Xiaoxia Wen, Chao Yang, Yujun Liang, Zhengbang Pi, Yanxin Wang. Hydrometallurgy 100 157–160 (2010).
20. Kondos\*P.D., G. Deschênes, R. M. Morrison; Elsevier, Hydrometallurgy, v.39 (1995) pág-235-250, "Process Optimization Studies in Gold Cyanidation", Mineral Sciences Laboratories, CANMET, 555 Booth Street, Ottawa, Ont. K1A 0G1, Canada.
21. Winand, R. "Chloride Hidrometalurgy".. Hydrometallurgy, Vol. 27, 285-316 (1991).
22. Abbruzzese C., Fornyari P., Massidda R., Veglio F., Ubaldini, S "Thiosulfate leaching for gold hydrometallurgy".. Hydrometallurgy, 39, 265 (1995).
23. D. Feng, J.S.J. V. Deventer. "Effect of thiosulphate salts on ammoniacal thiosulphate leaching of gold". Hydrometallurgy, 105 120–126 (2010).

## **APÉNDICE A LA LISTA DE TABLAS**

**Tabla A.1 Datos experimentales para las Figura 3, 4 y 5**  
**Análisis de malla para determinar el tamaño de partícula del oro, plata y**  
**manganeso**

MALLA	PESO (g)	% PESO	LEY g/T		
			Au	Ag	Mn %
+ 100	121.0	12.10	0.20	200	1.00
-100 +140	140.0	14.40	0.20	216.64	2.00
-140 +200	116.0	11.60	0.13	216.64	2.49
-200 +230	65.0	6.50	0.46	269.96	2.92
-230 +270	55.0	5.50	0.13	319.96	4.00
-270 +325	39.0	3.90	0.13	369.96	4.00
-325	464.0	46.40	0.18	446.62	5.00
Total	1000	100.0	0.19	337.33	3.58

% Extracción	NUMERO DE MALLA			
	270	200	140	100
Mn	98	97	96	94
Ag	98	97	95	92
Au	99	98	97	97

**Tabla A. 2 Datos experimentales para la figura 21 y 22**  
**Efecto del tiempo de lixiviación en relación 1:1**

TIEMPO (HORAS)	RELACIÓN 1:1					
	MEDICIÓN					
	g/L (NH <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> S <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	pH	mg/L		% Extracción	
			Au	Ag	Au	Ag
0	20.00	9.50	0.00	0.00	0.00	0.00
4	18.00	9.40	0.10	140	33.33	45.60
8	17.50	9.20	0.20	200	66.66	65.15
12	15.80	8.60	0.23	210	76.66	68.40
24	10.09	8.40	0.24	220	83.33	71.66
<b>Consumo</b>	<b>= 9.91 g/L</b>					

**Tabla A. 3 Datos experimentales para la figura 21 y 22**  
**Efecto del tiempo de lixiviación en relación 2:1**

TIEMPO (HORAS)	RELACIÓN 2:1					
	MEDICIÓN					
	g/L (NH <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> S <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	pH	mg/L		% Extracción	
			Au	Ag	Au	Ag
0	20.00	9.60	0.00	0.00	0.00	0.00
4	17.50	9.50	0.10	65.00	66.66	42.34
8	16.40	9.30	0.12	110.00	80.00	71.66
12	15.20	8.70	0.13	128.00	86.66	83.38
24	10.40	8.50	0.13	149.00	86.66	97.06
<b>Consumo</b>	<b>= 9.60 g/L</b>					

**Tabla A. 4 Datos experimentales para la figura 21 y 22**  
**Efecto del tiempo de lixiviación en relación 3:1**

TIEMPO (HORAS)	RELACIÓN 3:1					
	MEDICIÓN					
	g/L (NH <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> S <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	pH	mg/L		% Extracción	
			Au	Ag	Au	Ag
0	20.00	9.40	0.00	0.00	0.00	0.00
4	18.80	9.30	0.06	30.00	60.00	29.31
8	15.90	9.00	0.08	80.10	79.98	78.27
12	14.20	8.80	0.09	90.40	90.00	88.33
24	10.10	8.70	0.09	91.50	90.00	89.41
Consumo	= 9.90 g/L					

**Tabla A. 5 Datos experimentales para la figura 21 y 22**  
**Efecto del tiempo de lixiviación en relación 4:1**

TIEMPO (HORAS)	RELACIÓN 4:1					
	MEDICIÓN					
	g/L (NH <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> S <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	pH	mg/L		% Extracción	
			Au	Ag	Au	Ag
0	20.00	9.80	0.00	0.00	0.00	0.00
4	17.50	9.60	0.07	40.00	93.33	52.11
8	16.40	9.10	0.07	51.50	93.33	67.10
12	13.20	8.70	0.07	55.80	93.33	72.70
24	10.00	8.40	0.07	66.20	93.33	86.25
Consumo	= 10 .00 g/L					

**Tabla A.6 Datos experimentales para la figura 28**  
**Efecto del consumo de reactivo con Tiosulfato de amonio 30 g/L**

TIEMPO (HORAS)	RELACIÓN 1:1					
	MEDICIÓN					
	g/L (NH <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> S <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	pH	mg/L		% Extracción	
			Au	Ag	Au	Ag
<b>0</b>	30.00	9.90	0.00	0.00	0.00	0.00
<b>4</b>	16.00	9.80	0.24	200.00	80.00	65.14
<b>8</b>	14.00	9.80	0.25	214.00	83.33	69.70
<b>12</b>	12.00	8.70	0.25	221.00	83.33	71.99
<b>24</b>	11.40	8.40	0.25	221.00	83.33	71.99
<b>Consumo</b>	<b>= 18.60 g/L</b>					

**Tabla A.7 Datos experimentales para la figura 28**  
**Efecto del consumo de reactivo con Tiosulfato de amonio 30 g/L**

TIEMPO (HORAS)	RELACIÓN 2:1					
	MEDICIÓN					
	g/L (NH <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> S <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	pH	mg/L		% Extracción	
			Au	Ag	Au	Ag
<b>0</b>	30.00	9.95	0.00	0.00	0.00	0.00
<b>4</b>	18.00	9.90	0.13	80.00	86.66	52.12
<b>8</b>	16.00	9.90	0.14	130.0	93.33	84.69
<b>12</b>	12.50	9.80	0.14	148.50	93.33	96.74
<b>24</b>	12.0	9.70	0.14	149.0	93.33	97.07
<b>Consumo</b>	<b>= 18.00 g/L</b>					

**Tabla A.8 Datos experimentales para la figura 28**  
**Efecto del consumo de reactivo con Tiosulfato de amonio 30 g/L**

TIEMPO (HORAS)	RELACIÓN 3:1					
	MEDICIÓN					
	g/L (NH <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> S <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	pH	mg/L		% Extracción	
			Au	Ag	Au	Ag
0	30.00	10.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	26.00	9.90	0.08	80.30	80.00	78.46
8	22.60	9.90	0.08	91.20	80.00	89.12
12	16.50	9.80	0.08	91.20	80.00	89.12
24	15.00	9.40	0.08	91.40	80.00	89.30
Consumo	= 15.00 g/L					

**Tabla A.9 Datos experimentales para la figura 28**  
**Efecto del consumo de reactivo con Tiosulfato de amonio 30 g/L**

TIEMPO (HORAS)	RELACIÓN 4:1					
	MEDICIÓN					
	g/L (NH <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> S <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	pH	mg/L		% Extracción	
			Au	Ag	Au	Ag
0	30.00	10.10	0.00	0.00	0.00	0.00
4	25.50	10.10	0.06	42.10	80.00	54.85
8	21.20	10.00	0.06	48.30	80.00	62.93
12	18.10	9.90	0.07	65.40	93.33	85.21
24	14.90	9.90	0.07	66.30	93.33	86.38
Consumo	= 15.10 g/L					

**Tabla A.10 Datos experimentales para la figura 28**  
**Efecto del consumo de reactivo con Tiosulfato de amonio 40 g/L**

TIEMPO (HORAS)	RELACIÓN 1:1					
	MEDICIÓN					
	g/L (NH <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> S <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	pH	mg/L		% Extracción	
			Au	Ag	Au	Ag
0	40.00	10.20	0.00	0.00	0.00	0.00
4	25.00	10.00	0.20	180.00	66.66	58.63
8	20.00	10.00	0.22	215.00	73.33	70.03
12	19.40	9.90	0.26	220.00	86.66	71.66
24	19.30	9.90	0.26	220.00	86.66	71.66
<b>Consumo</b>	<b>= 20.70 g/L</b>					

**Tabla A.11 Datos experimentales para la figura 28**  
**Efecto del consumo de reactivo con Tiosulfato de amonio 40 g/L**

TIEMPO (HORAS)	RELACIÓN 2:1					
	MEDICIÓN					
	g/L (NH <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> S <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	pH	mg/L		% Extracción	
			Au	Ag	Au	Ag
0	40.00	10.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	28.50	9.60	0.12	116.00	80.00	75.57
8	25.20	9.40	0.12	130.00	80.00	84.70
12	21.40	9.10	0.13	148.10	86.66	96.48
24	20.10	9.10	0.12	150.00	86.66	97.72
<b>Consumo</b>	<b>= 19.90 g/L</b>					

**Tabla A.12 Datos experimentales para la figura 28**  
**Efecto del consumo de reactivo con Tiosulfato de amonio 40 g/L**

TIEMPO (HORAS)	RELACIÓN 3:1					
	MEDICIÓN					
	g/L (NH <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> S <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	pH	mg/L		% Extracción	
			Au	Ag	Au	Ag
0	40.00	10.10	0.00	0.00	0.00	0.00
4	18.10	9.80	0.08	85.40	80.00	83.45
8	17.40	9.60	0.09	90.20	90.00	88.14
12	17.00	9.00	0.09	91.00	90.00	88.92
24	16.20	8.80	0.09	92.00	90.00	89.90
<b>Consumo</b>	<b>= 23.80 g/L</b>					

**Tabla A.13 Datos experimentales para la figura 28**  
**Efecto del consumo de reactivo con Tiosulfato de amonio 40 g/L**

TIEMPO (HORAS)	RELACIÓN 4:1					
	MEDICIÓN					
	g/L (NH <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> S <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	pH	mg/L		% Extracción	
			Au	Ag	Au	Ag
0	40.00	10.10	0.00	0.00	0.00	0.00
4	21.00	9.90	0.06	50.20	80.00	65.40
8	18.00	9.90	0.06	55.40	80.00	72.18
12	16.00	9.70	0.07	64.80	93.33	84.43
24	12.00	9.40	0.07	66.30	93.33	86.38
<b>Consumo</b>	<b>= 28.00 g/L</b>					