

**ESTUDIO CINÉTICO DE LA TOSTACIÓN CLORURANTE DE UN MINERAL
AURÍFERO REFRACTARIO DE CALIFORNIA (SANTANDER)**

**YULY KATERINE BUENO MÉNDEZ
MAGRETT TATIANA DURAN MENESES**

**UNIVERSIDAD INDUSTRIAL DE SANTANDER
FACULTAD DE INGENIERÍAS FISCOQUÍMICAS
ESCUELA DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y CIENCIA DE MATERIALES
BUCARAMANGA**

2011

**ESTUDIO CINÉTICO DE LA TOSTACIÓN CLORURANTE DE UN MINERAL
AURÍFERO REFRACTARIO DE CALIFORNIA (SANTANDER)**

**YULY KATERINE BUENO MÉNDEZ
MAGRETT TATIANA DURAN MENESES**

Trabajo de grado para optar al título de Ingeniero Metalúrgico

Director

PhD.DIC.Ing. Gustavo Neira Arenas

Profesor de la escuela de ingeniería metalúrgica y ciencia de materiales

**UNIVERSIDAD INDUSTRIAL DE SANTANDER
FACULTAD DE INGENIERÍAS FISICOQUÍMICAS
ESCUELA DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y CIENCIA DE MATERIALES
BUCARAMANGA**

2011

DEDICATORIA

A Dios por ser mi guía y fortaleza en los momentos más difíciles, y por haberme regalado unos padres maravillosos.

*A mis padres **Israel Buenoy Josefa Méndez** quienes son mi más grande tesoro, a mi madre quien siempre tiene una voz de aliento y esa sonrisa hermosa que transforma mi tristeza en alegría. A mi padre por sus consejos y su cariño. A ellos por apoyarme siempre y ayudar hacer realidad mis sueños y cumplir mis metas.*
Los amo...

*A mi princesita hermosa (**Mariane**) por ser la lucecita de mi vida y mi angelito, **Nicole Julieth**, **Danasophía** por llenar mi vida de felicidad, a ellas por ser el tesoro más hermoso que tiene mi familia.*

*A ti **Sophí** por alegrar mi vida con tu sonrisita, te quiero nenita.*

*A mis primitas hermosas **Maye, Marcelita, Míle, Lizeth** por compartir los mejores momentos de mi vida, y por su comprensión y apoyo incondicional.*

*A mi madrina **Carmen** (mami) por haber dedicado parte de su vida en mi crianza, a ella a quien también debo mis valores y mi formación como persona.*

*A mis abuelitos **José Méndez, Antonio Bueno, Marceliana Villamizar** que aunque no estén conmigo en este momento fueron apoyo y guías en mi formación personal.*

*A mi abuelita **Teresa Méndez** por brindarme su apoyo y cariño cuando más lo necesito. A cada uno de mis familiares por aportar, tanto en mi formación personal como intelectual.*

*A mi compañera de proyecto **Taty** por su valiosa amistad y comprensión, por los momentos compartidos en todo el tiempo de la carrera, por apoyarme y escucharme en los momentos más difíciles.*

*A mis amigos **Yuly, Johana, Juanpa, Jhosito, Andre, Yesi, Adri Vega, Fabio Abid, Gerson Trujillo y Laly** por el granito de arena aportado para la realización de este proyecto, y también por estar en esos momentos en los que se necesita de un amigo.*
Los quiero muchísimo...

A todos los compañeros, familiares y amigos quienes compartieron conmigo tristezas y alegrías durante estos años, gracias por sus enseñanzas y apoyo.

Kateríne

DEDICATORIA

A Dios mi fuerza divina, que me sostiene y me regala serenidad, inteligencia, entendimiento y me permitió culminar con éxito mi sueño de ser Ingeniera Metalúrgica.

A tío Said (Q.E.D) con este logro quiero honrar tu memoria.

A mis padres Fernando Duran y Teresa Meneses fuente innegable de superación. A Papi por ser mi inspiración para emprender cada proyecto, y estar siempre celebrando mis triunfos como si fueran los suyos. A Mami por ser el motor de mi vida, quien me da la fuerza necesaria para seguir aun en los momentos de tropiezo, por ser mi alivio en dolores del alma y del cuerpo. Madre que Gran Mujer.

A Laly, mi querida y adorada hermana, por creer en todo momento en mí y no desfallecer en su apoyo moral e intelectual. Gracias por ser modelo de mujer y guía para mí. ¡Hermana mía otra promesa cumplida! A Javier que en muchas ocasiones estuvo atento a brindarme su ayuda confiando en mis capacidades

A Yoyita y Ana Karina mis hermanas del alma que afortunadamente la vida me regalo, complementaron mi hogar. Mi yoyis ejemplo de gallardía y perseverancia para lograr lo anhelado, tus palabras fueron voz de aliento.

A Javier L. Quintero "Palococo" mi primo, hermano y amigo, quien me ha acompañado desde siempre.

A Foncito, tía Estelita, mi Bertí, Iris T, Elvis, Jose L, en fin toda mi familia quienes me acompañaron, estuvieron presente en mi proceso de formación y pendientes de mí en todo momento espero seguir contando con todos ustedes.

A Yuly mi compañera en toda circunstancia con quien conocí la amistad y sencillez, amiga fiel y sincera, mi polo a tierra en muchos momentos.

A la familia Bueno Méndez que en mis momentos de soledad me acogieron con gran calidez cuando estuve lejos de casa.

A Yesy por acolitarme mis ocurrencias y estar ahí aun en los momentos no tan buenos, A Macris por acompañarme en estos años, por contagiarme de su alegría, A todos mis amigos y compañeros por haber hecho mi vida universitaria la mejor de mis etapas, por abrirme los ojos al mundo.

A Samy testigo de gran parte de mi vida académica universitaria, importante apoyo, incondicional en todo momento. De corazón Gracias por tantas lecciones de vida.

A Alex por llegar cuando sentí declinar, darme la mano e impulsarme a seguir, por ser tan paciente, insistente y perseverante, eres una persona importante y especial para mí. ¡Sabes? Las utopías si existen.

Le dedico este gran logro a mí misma por no dejarme vencer y enfrentar mis propios demonios

Magredt.

AGRADECIMIENTOS

Los autores agradecen a:

Al ingeniero Metalúrgico Ph.D. Gustavo Neira Arenas por su invaluable apoyo, ayuda incondicional, respaldo a nuestras capacidades y su dirección en este proyecto de grado.

A la ingeniera Ph.D. Elcy María Córdoba, profesora de la Escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de Materiales por la colaboración prestada en el desarrollo de este proyecto.

Al ingeniero MsC. Jhon Freddy Palacios, Profesor de la Escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de Materiales por su valiosa colaboración en la ejecución de este proyecto.

Al profesor de la Escuela de Geología Carlos Ríos por su colaboración.

A Jesús Delgado, estudiante de maestría por su colaboración.

Al técnico UIS Ambrosio Carrillo por su invaluable e incondicional colaboración para el desarrollo de este proyecto.

A los técnicos UIS Mario Navarrete, Javier Gaitán, Luis Eduardo Garrido por toda la colaboración prestada.

TABLA DE CONTENIDO

1. INTRODUCCIÓN	19
2. OBJETIVOS	21
2.1. Objetivo general	21
2.2. Objetivos específicos	21
3. MARCO TEÓRICO	22
3.1. Minerales de oro	22
3.1.1. Asociaciones de oro	23
3.2. Minerales refractarios de oro	27
3.2.1. Refractariedad de los minerales de oro	29
3.3. Procesos para el tratamiento de minerales de oro	30
3.4. Minerales de california (Santander)	33
3.4.1. Características minerales del depósito	33
3.5. Lixiviación por cianuración	34
3.5.1. Variables que influyen en la cianuración	36
3.5.2. Cianuración de minerales de oro	37
3.5.2.1. Cinética de la cianuración del oro	38
3.6. Lixiviación de diagnóstico	40
3.7. Determinación de oro y plata (método gravimétrico: ensayo al fuego)	42
3.8. Tostación	42
3.8.1. Tostación clorurante	43
3.8.2. Cinética de la tostación	43
3.8.2.1. Efectos de las variables en el proceso de tostación	45

4. METODOLOGÍA DE TRABAJO	47
5. RESULTADOS Y ANÁLISIS DE RESULTADOS	52
5.1. Ensayo al fuego	52
5.2. Concentración en mesa Wilfley	53
5.3. Ensayos de lixiviación de diagnóstico	54
5.4. Análisis químico por fluorescencia de rayos x	56
5.5. Determinación del azufre mediante el método Eschka	57
5.6. Tostación sin cloruro de sodio	58
5.7. Tostación clorurante	61
5.7.1. Resultados de la tostación clorurante a 550°C	63
5.7.2. Resultados de la tostación clorurante a 650°C	65
5.7.3. Resultados de la tostación clorurante a 750°C	68
5.8. Determinación de la constante cinética	71
5.9. Cianuración convencional	78
6. CONCLUSIONES	81
7. RECOMENDACIONES	83
8. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	84
9. ANEXOS	89

LISTA DE FIGURAS

Figura 1. Tipos de asociación de oro con sulfuros minerales	24
Figura 2. . Minerales refractarios de oro	29
Figura 3. Ubicación general de California (Santander)	33
Figura 4. Distribución del cianuro y del ácido cianhídrico en solución acuosa en función del pH	35
Figura 5. Diagrama Eh-pH del sistema CN-H ₂ O a 25 °C	36
Figura 6. Disolución electroquímica de oro en soluciones cianuradas	40
Figura 7. Representación del ensayo de lixiviación de diagnóstico para minerales auríferos	41
Figura 8. Representación gráfica de la cinética de tostación	44
Figura 9. Metodología experimental del proyecto	47
Figura 10. Esquema de lixiviación de diagnóstico	49
Figura 11. Metodología etapa 3	50
Figura 12. Resultados de la lixiviación de diagnóstico en el mineral de cabeza	54
Figura 13. Resultados de la lixiviación de diagnóstico en el mineral concentrado	55
Figura 14. Resultado del análisis químico por fluorescencia de rayos-X	57
Figura 15. Porcentaje de azufre liberado vs temperatura	60
Figura 16. Porcentaje de azufre liberado vs tiempo a 550°C a diferente granulometría	64

Figura 17. Porcentaje de azufre liberado vs tiempo a 650°C a diferente granulometría 67

Figura 18. Porcentaje de azufre liberado vs tiempo a 750°C a diferente granulometría 69

Figura 19. Porcentaje de azufre liberado vs tiempo a diferente granulometría y diferente temperatura. 70

LISTA DE TABLAS

Tabla 1. Clasificación de los minerales de oro	22
Tabla 2. Clasificación de los minerales refractarios de acuerdo al índice de recuperación presentado en un proceso de cianuración.	28
Tabla 3. Tratamiento de minerales de oro.	30
Tabla 4. Determinación de la ley del mineral	52
Tabla 5. Concentración en mesa wilfley	53
Tabla 6. Resultados de la lixiviación de diagnóstico en el mineral de cabeza	54
Tabla 7. Resultados de la lixiviación de diagnóstico en el mineral concentrado	55
Tabla 8. Porcentaje de azufre liberado a diferentes temperaturas	60
Tabla 9. Tostación clorurante a 550°C, malla -60 +80Ty	63
Tabla 10. Tostación clorurante a 550°C, malla -60 +80Ty	63
Tabla 11. Tostación clorurante a 550°C, malla -100 +200Ty	63
Tabla 12. Porcentaje de azufre liberado a 550°C a diferentes mallas	64
Tabla 13. Porcentaje de azufre retenido a 550°C a diferentes mallas	65
Tabla 14. Tostación clorurante a 650°C, malla -60 +80Ty	65
Tabla 15. Tostación clorurante a 650°C, malla -80+100Ty	66
Tabla 16. Tostación clorurante a 650°C, malla -100+200 Ty	66
Tabla 17. Tostación clorurante a 750°C, malla -60 +80Ty	68
Tabla 18. Tostación clorurante a 750°C, malla -80 +100Ty	68
Tabla 19. Tostación clorurante a 750°C, malla -100 +200Ty	68
Tabla 20. Porcentaje de azufre liberado a 750°C a diferentes mallas	69

Tabla 21. Malla -60+80 Ty a temperatura de 550°C	72
Tabla 22. Malla -80 + 100 Ty a temperatura de 550°C	73
Tabla 23. Malla -100 +200 Ty a temperatura de 550°C	73
Tabla 24. Constantes cinéticas para la temperatura de 550°C a diferentes granulometrías	73
Tabla 25. Malla -60+80 Ty a temperatura de 650°C	74
Tabla 26. Malla -80+100 Ty a temperatura de 650°C	74
Tabla 27. . Malla -100+200 Ty a temperatura de 650°C	75
Tabla 28. Constantes cinéticas para la temperatura de 650°C a diferentes granulometrías	75
Tabla 29. Malla -60+80 Ty a temperatura de 750°C	76
Tabla 30. Malla -80+100 Ty a temperatura de 750°C	76
Tabla 31. Malla -100+200 Ty a temperatura de 750°C	76
Tabla 32. Constantes cinéticas para la temperatura de 750°C a diferentes granulometrías	77
Tabla 33. Parámetros para el proceso de cianuración convencional del mineral concentrado sin ensayo de tostación Clorurante.	78
Tabla 34. Resultados de la cianuración convencional	79
Tabla 35. Clasificación de minerales de oro según grado de lixiviabilidad	79
Tabla 36. Consumo de cianuro en las pruebas de cianuración	80

LISTA DE ANEXOS

ANEXO A. Diagrama del procedimiento seguido en la lixiviación de diagnóstico.	89
ANEXO B. Análisis de oro y plata en minerales auroargentíferos por vía seca (ensayo al fuego).	91
ANEXO C. Determinación de azufre total en una muestra de mineral mediante el método Eschka	94
ANEXO D. Espectro de fluorescencia de rayos-x	96
ANEXO E. Resultados de la titulación con NaOH	97
ANEXO F. Concentración de azufre para cada una de las granulometrías y temperaturas estudiadas.	101

RESUMEN

TITULO: ESTUDIO CINÉTICO DE LA TOSTACIÓN CLORURANTE DE UN MINERAL AURÍFERO REFRACTARIO DE CALIFORNIA (SANTANDER)*

YULY KATERINE BUENO MENDEZ
MAGREDT TATIANA DURAN MENESES**

Palabras claves: Minerales refractarios, lixiviación de diagnóstico, tostación clorurante, cianuración.

Descripción: Debido a que el oro refractario encapsulado en sulfuros no es fácilmente recuperado y a que el proceso de tostación de sulfuros genera un impacto ambiental por la emisión de SO_2 , se recurre a la tostación clorurante para obtener una mayor recuperación de oro y disminuir la emisión de SO_2 a la atmósfera.

El mineral inicial o de cabeza fue sometido a reducción de tamaño de partícula, primero en la trituradora de mandíbulas y luego en el molino de bolas hasta conseguir una granulometría de 50 Ty. Posteriormente este mineral fue sometido a un proceso de concentración gravimétrica (mesa Wilfley). El mineral concentrado fue analizado por fluorescencia de rayos X para determinar los elementos presentes en la muestra. Una muestra de mineral de cabeza y otra de mineral concentrado se sometieron a lixiviación de diagnóstico con el fin de determinar las principales asociaciones de minerales que acompañan al oro

Se realizó la tostación clorurante del mineral concentrado a diferentes temperaturas, distintos tamaños de partículas, cantidad constante de agente clorurante, flujo de aire constante y tiempo de 60 minutos, con el propósito de ver la influencia de estas variables en el proceso de tostación clorurante.

Los productos obtenidos de la tostación clorurante fueron cianurados y comparados con la cianuración del mineral concentrado sin tostar. Se determinó que la disolución del oro aumenta significativamente en el mineral pre-tratado, porque la matriz de sulfuros (consumidor de cianuro) se rompe y libera el oro encapsulado en esta matriz.

*Proyecto de grado.

**Facultad de Ingenierías Físico-Químicas. Escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de Materiales.
Ph.D. Gustavo Neira Arenas

ABSTRACT

TITLE: KINETIC STUDY OF THE CHLORINATING ROASTING OF REFRACTORY AURIFEROUS ORE OF CALIFORNIA (SANTANDER).*

YULY KATERINE BUENO MENDEZ
MAGREDT TATIANA DURAN MENESES**

Keywords: Refractory ore, diagnostic leaching, Chlorinating roasting, cyanidation

Description: Due to the fact that gold in refractory minerals is not easily recovered and that the roasting pyrite process generates an environmental impact by the emission of SO_2 , is used to chlorinating roasting as an alternative to achieve forming stable species, as Na_2SO_4 to reduce the emission of SO_2 to the atmosphere and as pre-treatment at the ore before cyanidation to get a higher percentage of gold recovery.

The initial ore or head ore was subjected to reduction of particle size. First in crusher jaws and then in ball mill till to get a particle size of 50 Ty. Later this mineral was subjected to a process of gravimetric concentration (table wilfley). Concentrate ore was exposed to fluorescence ray-X for determining the elements present in it. A sample of head ore and other of concentrated ore were subjected to diagnostic leaching in order to determine the possible associations of gold particles.

Then at different temperatures, different particles sizes, constant amount of chlorinated agent, air flow constant and time of 60 minutes was carried out chlorinating roasting of the concentrate ore in order to see the influence of these variables in the chlorinating roasting process.

The products obtained from the chlorinating roasting were cyanided, and compared with cyanidation of the concentrated ore without roasting. It was determined that the dissolution of gold significantly increases in the ore pre-treated because it breaks the matrix sulphides (consumer of cyanide) and releases the gold encapsulated in this matrix.

*Project of degree.

**Faculty Phisic-Chemistrys engineering. School of Metallurgical Engineering and Materials Science.
Ph.D. Gustavo Neira Arenas

1. INTRODUCCIÓN

Los municipios de Vetás y California en Santander, al igual que otras regiones de Colombia están caracterizados por poseer una baja tecnología para el proceso de extracción de minerales de oro. Estos minerales tienen altos contenidos de sulfuros, principalmente pirita, FeS_2 (Wolf, 2008), lo cual es un gran inconveniente para la disolución del metal precioso mediante procesos de cianuración convencional debido a que el oro se encuentra encapsulado en una matriz de sulfuros provocando un elevado consumo de cianuro.

Como el oro es uno de los metales preciosos con gran valor comercial, y en vista que en estas regiones este metal se encuentra asociado con minerales cianicidas (minerales carbonáceos, sulfuros, material arcilloso), se ha despertado un gran interés en estudiar procesos que beneficien la extracción del oro, causando un menor impacto ambiental. Los minerales de oro que presentan altos contenidos de pirita, pirrotita, marcasita, minerales carbonáceos y cuarzo, entre otros, son los responsables de la refractariedad de la mena de oro debido a que estos encapsulan el oro o también son grandes consumidores de cianuro y oxígeno, disminuyendo así la eficiencia de la disolución del metal en la solución cianurada.

Uno de los tratamientos usualmente aplicados a minerales de oro que contienen sulfuros es la tostación, proceso mediante el cual se obtienen óxidos metálicos y bióxido de azufre (Rosenqvist, 1987), este último liberado al ambiente en grandes proporciones; de esta manera el impacto ambiental por la liberación de este tipo de gases es elevado, ya que en presencia de agua o aire se forma ácido sulfúrico (H_2SO_4) provocando la denominada lluvia ácida.

En el proceso de tostación de minerales se producen capas concéntricas de los óxidos metálicos que se forman, las cuales son relativamente densas; la cinética de este proceso está controlada por la difusión del oxígeno hacia dentro y del

azufre hacia afuera a través de la capa de óxido, en la cinética pueden influir variables tales como: temperatura, granulometría del mineral, presiones de oxígeno y concentración del agente clorurante (Rosenqvist, 1987)

En los últimos años se ha estudiado la posibilidad de utilizar la tostación clorurante, para lograr una mayor recuperación del metal valioso sin causar un daño elevado al medio ambiente. Este tipo de tostación involucra la utilización de un agente activo (cloruro de plata, cloruro de sodio) en presencia de aire u oxígeno, con el fin de promover la formación de especies estables con el azufre evitando así la producción de grandes cantidades de bióxido de azufre a la atmosfera (Arias, 2005).

Este proyecto se planteó con el propósito de determinar la influencia que tiene la temperatura, tiempo, y granulometría (D_p) del mineral en la cinética del proceso de tostación clorurante en presencia de cloruro de sodio (NaCl), con flujo constante de aire.

2. OBJETIVOS

2.1 OBJETIVO GENERAL

Determinar las principales variables que influyen en la cinética del proceso de tostación clorurante de un mineral aurífero refractario de California (Santander).

2.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Establecer el grado de refractariedad debido a la presencia de sulfuros en el mineral aurífero mediante análisis químico y lixiviación de diagnóstico.
- Determinar el efecto de las variables que controlan la cinética de la tostación clorurante del mineral aurífero en presencia de cloruro de sodio (NaCl) y bajo condiciones de flujo constante de oxígeno.
- Establecer la efectividad del tratamiento de tostación clorurante en la disolución de oro por cianuración.

3. MARCO TEÓRICO

3.1 MINERALES DE ORO

Los minerales suelen clasificarse por su abundancia en la naturaleza, por su composición mineralógica o por su proceso de tratamiento. Para el caso de los minerales de oro su clasificación se hace con base a la relación existente entre la mineralogía y el proceso de tratamiento. En la **tabla 1** se presenta la clasificación de los minerales de oro (Peñate, 2004).

Tabla 1. Clasificación de los minerales de oro

1. Oro libre. Placeres (aluviales ,eluviales o fluviales)
2. Oro combinado. Telururos (calaverita, silvanita)
3. Oro asociado con:
 - Sulfuros de hierro (pirita, marcasita y pirrotita)
 - Sulfuros de arsénico y antimonio (arsenopirita y estibinita)
 - Sulfuros de cobre (principalmente calcopirita)
 - Otros sulfuros (galena y esfalerita) y sulfosales (pirargirita, proustita)
 - Óxidos de hierro (hematita, magnetita)
 - Minerales de uranio (uraninita)
 - Minerales carbonáceos y grafiticos
 - Silicatos y carbonatos (sílice, calcita y magnesita)
 - Minerales micáceos
 - Minerales de manganeso (pirolusita)

Nota: La amplia gama puede abarcar combinaciones de uno u otro de los minerales citados.

Fuente: Instituto tecnológico geominero de España. Minería química. 1991. Pg: 154

3.1.1 Asociaciones de oro (Delgado,2006)

El oro puede encontrarse en la naturaleza como metal nativo, combinado o asociado.

El oro libre (figura 1a) comprende las partículas de metal que pueden ser liberadas de la mena mediante el proceso de molienda.

Respecto al oro combinado, las principales especies son los telururos que contienen pequeñas cantidades de otros elementos como antimonio, plomo y mercurio.

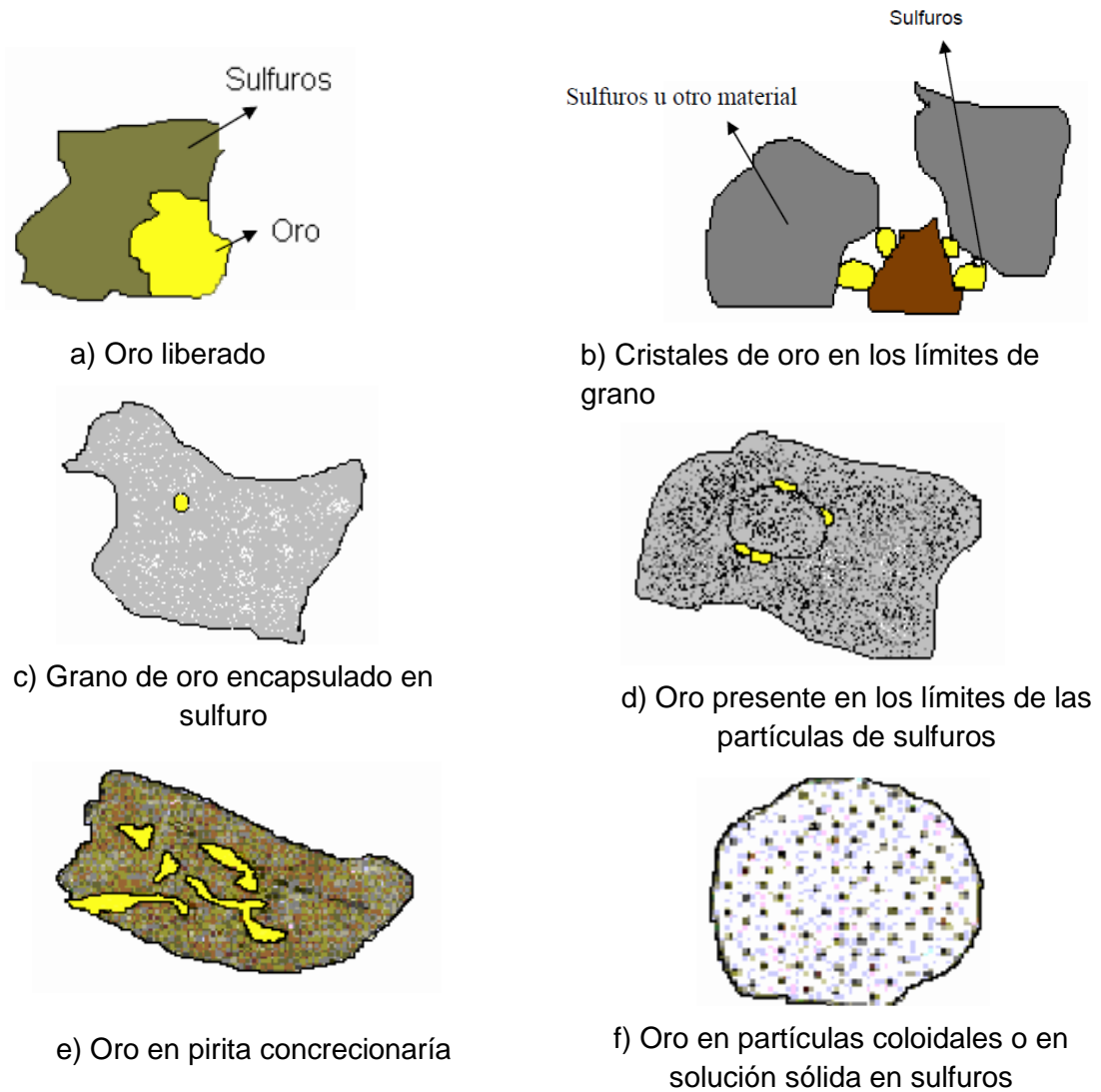
El oro asociado (figuras 1d) corresponde a las partículas de oro unidas a los límites de grano después del proceso de molienda, pero quedan expuestas a la acción de los reactivos; el oro ocluido o encapsulado (figura 1c) es aquel en el cual las partículas de oro están completamente encerradas dentro de partículas del mineral y también el oro submicroscópico o diseminado (figura 1f) en las partículas que están incluidas en los sulfuros. Los conceptos tratados anteriormente se muestran en la **Figura 1**.

El oro puede estar asociado a una variedad de minerales tales como:

- Sulfuros de hierro

El oro está presente en estos minerales, diseminado en los sulfuros y en estado libre. La pirita es uno de los sulfuros más frecuentes, su tratamiento consiste en una flotación de estos sulfuros y del oro libre, seguido de una cianuración del concentrado (Holguin,1999). En este tipo de minerales es conveniente realizar el proceso de tostación previo a la cianuración, lo cual permite liberar el oro cuando éste se presenta diseminado en inclusiones submicroscópicas en la pirita. El contenido de azufre en los minerales aumenta la dificultad de tratamiento para la extracción del oro por métodos de cianuración directa debido al elevado consumo de cianuro (Delgado,2006).

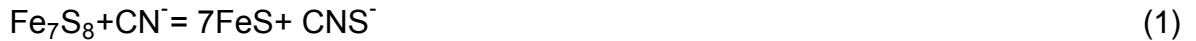
Figura 1. Tipos de asociación de oro con sulfuros minerales



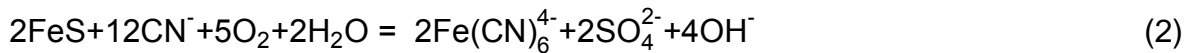
Fuente: López, María Esperanza. La mineralogía de procesos y su aplicación en la cianuración de minerales auroargentíferos. Universidad Industrial de Santander. Escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de Materiales. Bucaramanga (1999).

Los sulfuros de hierro se descomponen en soluciones alcalinas de cianuro para formar complejos de cianuro de hierro y varias especies de azufre, las cuales reaccionan con el cianuro y el oxígeno. Los más importantes por su reactividad

con el cianuro son: pirita, pirrotita y la marcasita. La pirrotita se descompone liberando un átomo de azufre y formando tiocianato:



La reacción posterior a esta produce cianuro de hierro (III) y varias especies de azufre.



Las reacciones anteriores muestran cómo reaccionan estos compuestos consumiendo oxígeno y cianuro para formar complejos metálicos de cianuro respectivamente (Holguín, 1999).

- **Sulfuros de arsénico y antimonio**(Holguín, 1999)

El oro se presenta generalmente finamente diseminado en especies mixtas de pirita y arsenopirita, en las cuales el oro se encuentra en tamaños menores a una micra, difícilmente detectables mediante microscopia.

Estos sulfuros tienen un efecto negativo ya que al descomponerse liberan azufre el cual se combina fácilmente con el cianuro en la solución. El arsénico y el antimonio no forman compuestos estables con el cianuro por lo tanto su efecto no es apreciable. En las condiciones bajo las cuales se lixivia el oro del arsénico y el antimonio, se descomponen a arsenitos (AsO_3^{3-})/arsenatos (AsO_4^{3-}) y antimonito(SbO_2^-) /antimonato (SbO_3^-).

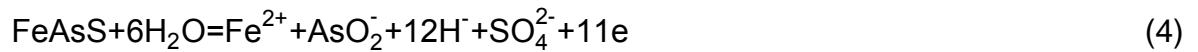
La descomposición de cada uno de estos minerales depende en gran parte del pH de la solución. Ya que al incrementarse el pH se incrementa la solubilidad de los mismos.

Por lo tanto bajo condiciones de cianuración alcalinas estos minerales reaccionan con facilidad, y los minerales de arsénico reaccionarían de la siguiente forma:

Para el realgar,



Para la arsenopirita:



- Sulfuros de cobre

La calcopirita en la mayoría de los yacimientos de minerales auríferos está asociada en mayor o menor contenido a la pirita, en estos casos el oro puede presentarse como oro muy fino, bordeando o algunas veces incluido en ambas especies. Los yacimientos con sulfuros de cobre generalmente presentan contenidos de oro del orden de partes por millón (ppm) (Delgado, 2006).

- Óxidos de hierro

El oro puede estar contenido en especies como magnetita u otros óxidos de hierro secundarios (hematita, goetita, limonita y jarosita); en este caso el oro puede encontrarse finamente diseminado y recubierto por partículas finas de arcilla y lamas naturales. El recubrimiento de las partículas por material arcilloso hace que se presente una pérdida de metal durante el tratamiento realizado para estos minerales (Delgado, 2006).

Los óxidos de hierro se disuelven primero a complejos de cianuro de hierro II, luego a cianuro de hierro III pero esto depende de la concentración de oxígeno y de la fuerza del agente oxidante (Holguín, 1999).

- Minerales carbonáceos y grafiticos

Estos minerales contienen las materias carbonosas bajo una forma orgánica o mineral (carbono o carbón en forma de grafito). Este carbón puede absorber el oro disuelto el cual se pierde entre los residuos. Este tipo de minerales requieren de

un tratamiento antes de la cianuración, una etapa previa de oxidación del mineral, separación por flotación del carbón o agregar reactivos como queroseno para recubrir la superficie de los minerales carbonáceos (Manual de minería, 2009).

- **Silicatos y carbonatos**

En este tipo de minerales el oro puede presentarse ocluido o bordeando los granos. Estos minerales no cuentan con una gran presencia de sulfuros, razón por la cual se pueden obtener buenas recuperaciones de oro mediante lixiviación convencional; así el oro se encuentre finamente diseminado (Delgado, 2006). En el caso de rocas de tipo magmático epitermales la extracción del oro puede verse dificultada debido a que el oro puede estar encapsulado en la sílice (Manual de minería, 2009).

3.2 MINERALES REFRACTARIOS DE ORO (Ariza, 2000)

Los minerales refractarios de oro son aquellos en los que el oro no puede ser completamente recuperado por lixiviación directa con cianuro, extrayéndose cantidades de oro del 5 al 80% del total, cuando en un proceso de cianuración considerado rentable estos valores deberán estar entre 90 y 96%.

La refractariedad de los minerales puede presentarse en fenómenos de distinta naturaleza:

- **Físicos.** Oclusión de las partículas finas de metales preciosos, de tamaño submicroscópico, en la matriz de sulfuros metálicos, especialmente en pirita, arsenopirita y estibina; de tal manera que se impide el acceso del cianuro a ella.
- **Químicos.** Disolución de minerales acompañantes ocasionando altos consumos de cianuro y/o de oxígeno, lo cual inhibe la lixiviación de los metales preciosos. Generalmente cuando está presente pirrotita, sulfuros

de cobre, minerales de antimonio y arsénico, marcasita y minerales de cobre.

- **Electroquímicos.** La pasivación de la superficie del oro por el aumento en el potencial electroquímico de la reacción anódica de disolución que lleva a la formación del complejo.
- **Mineralógicos.** La presencia de especies carbonáceas que absorben el complejo de oro cianurado.

En la **Tabla 2** se muestra la clasificación de los minerales refractarios de acuerdo al porcentaje de recuperación.

Tabla 2. Clasificación de los minerales refractarios de acuerdo al índice de recuperación presentado en un proceso de cianuración

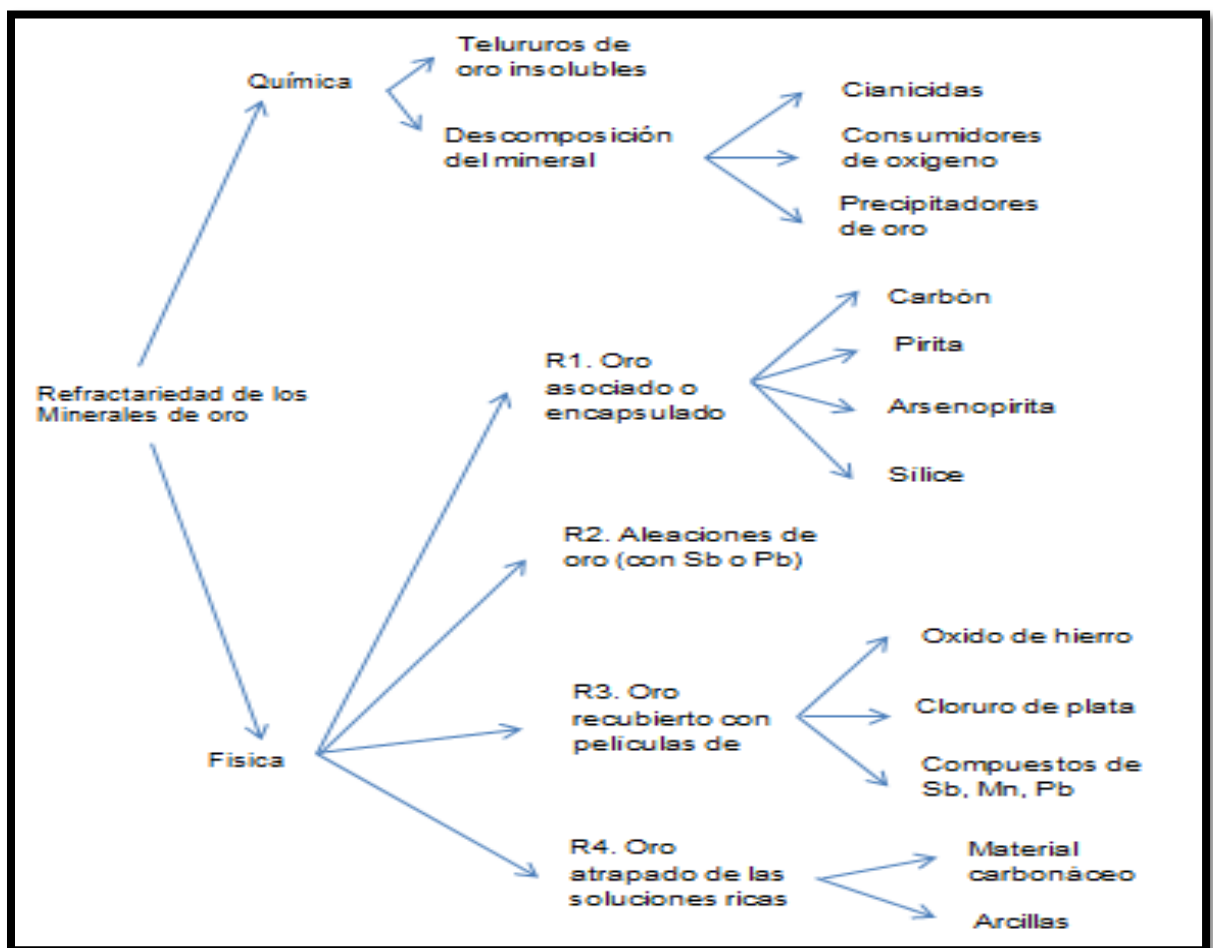
REFRACTARIEDAD	RECUPERACIÓN (%)
Alta	Menor al 50
Moderada	50 – 80
Mediana	80 – 90
Ninguna	90 – 100

Fuente: Ariza, R., Mariño, G.I., oxidación electrolítica de minerales sulfurados de oro. Universidad industrial de Santander. Escuela de Ingeniería Metalúrgica y ciencia de Materiales. Bucaramanga (2000).

3.2.1. Refractariedad de los minerales de oro

La refractariedad de un mineral aurífero esta designada por R1 en la figura 2, la cual corresponde a una mayor refractariedad o impedimento para la extracción del oro por cianuración; mientras que R4 corresponde a la menor refractariedad del mineral. En la **figura 2** se pueden observar los compuestos o metales a los cuales es atribuida la refractariedad de un mineral de oro (Delgado, 2006).

Figura 2. Minerales refractarios de oro



Fuente: López, María Esperanza. La mineralogía de procesos y su aplicación en la cianuración de minerales auroargentíferos. Universidad Industrial de Santander. Escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de Materiales. Bucaramanga (1999).

3.3 PROCESOS PARA EL TRATAMIENTO DE MINERALES DE ORO

Tabla 3. Tratamiento de minerales de oro (procesos hidrometalúrgicos en la minería del oro, plata, cobre y uranio).

TIPO DE MENA AURÍFERA	PROCESOS
<p>1. Oro libre</p> <p>- Aluviones, eluviones, fluviones</p> <p>- Otras menas</p>	<p>*Concentración gravimétrica- Aglomeración- Cianuración de residuos (oro fino).</p> <p>*Idem</p> <p>*Concentración gravimétrica-Flotación-Cianuración de residuos (oro fino).</p>
<p>2. Oro combinado</p> <p>- Telururos</p>	<p>*Flotación-Oxidación (Tostación) concentrados- cianuración, cianuración residuos.</p> <p>* Cianuración Directa</p> <p>Tratamiento de residuos con SO₂</p> <p>Flotación-tostación concentrados-cianuración.</p> <p>* Flotación-cianuración concentrados-tostación residuos cianuración.</p>
<p>3. Oro Asociado</p> <p>- Pirita y marcasita</p>	<p>* Concentración gravimétrica (del oro y/o sulfuros si están liberados).</p> <p>* Flotación-Fusión de concentrados (oro en sulfuros).</p> <p>*Flotación-cianuración residuos (oro en ganga).</p> <p>*Flotación- cianuración concentrados con o sin tostación, cianuración en residuos (oro en sulfuros y ganga)</p> <p>*Flotación-concentración auríferos (para venta)</p>

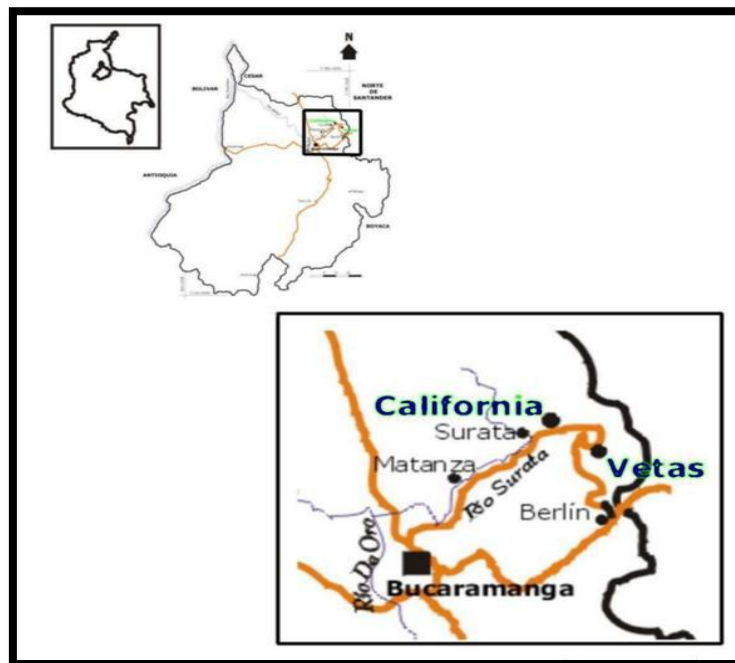
<p>- Minerales Complejos</p> <p>Plomo-Zinc (igual a minerales complejos de cobre)</p> <p>- Óxidos de Hierro</p> <p>- Minerales de Uranio</p> <p>- Minerales carbonáceos y grafiticos</p> <p>- Silicatos, Carbonatos (minerales sedimentarios con oro fino y pocos sulfuros)</p>	<p>* Gravimetría-amalgamación (si el oro se libera por cominución).</p> <p>*Cominución-cianuración directa</p> <p>* Flotación-Lixiviación ácida concentrado (extracción de Uranio) tostación del concentrado- cianuración.</p> <p>*Calcinación-Cianuración</p> <p>*Oxidación química- cianuración</p> <p>*Pasivación superficie material carbonáceo (reactivos específicos)- cianuración.</p> <p>*Flotación- oxidación concentrado- cianuración (si el oro esta solo en material carbonáceo).</p> <p>* Flotación carbón- cianuración residuo (si el oro no está en material carbonáceo).</p> <p>*Cominución-Cianuración</p>
---	---

Fuente: Procesos hidrometalurgicos en la minería de oro, plata. Cobre y uranio. Pg. 49-51. Disponible en: <http://tesis.uson.mx/digital/tesis/docs/20422/Capitulo7.pdf>

3.4 MINERALES DE CALIFORNIA SANTANDER

En California (Santander), desde la época colonial se encontró oro filoniano en sus montañas y se reconoce que los pequeños mineros de estas poblaciones (como en la mayoría de las regiones colombianas) utilizan mercurio y cianuro en el procesamiento de minerales auroargentíferos, los cuales son contaminantes del ambiente (aguas, suelos y aire) (Wolf, 2008). La ubicación general de la localidad de California se muestra en la **Figura 3**.

Figura 3. Ubicación general de California (Santander)



Fuente: Wolff Carreño, Erwin. Incorporación de tecnologías limpias para beneficiar minerales auríferos en la pequeña minería de vetas y california (Santander) buscando reducir vertimientos de mercurio y cianuro. Disponible en http://www.cdmb.gov.co/ciaga/documentosciaga4/articulo_mineria.pdf.

3.4.1 Características minerales del depósito

El oro se presenta en filones asociados a una mineralización hidrotermal con presencia adicional de cuarzo, plata y sulfuros (especialmente pirita). En forma general el oro fino (menor a 75 micrones) ocurre con gran frecuencia en la

localidad de California. En esta localidad normalmente se encuentran minerales cianicidas como acompañantes tales como calcosina, calcopirita, sulfosales, etc. Además se puede diferenciar al sector de California como un yacimiento de alta sulfuración (Wolf, 2008).

3.5 LIXIVIACIÓN POR CIANURACIÓN (Ariza, 2000)

Consiste en el tratamiento con cianuro de sodio o potasio de un mineral triturado y molido, preferiblemente concentrado, o colas provenientes de cualquier operación durante el procesamiento. Las sales de cianuro se disuelven y ionizan en agua para producir un catión metálico y iones de cianuro libre según la reacción

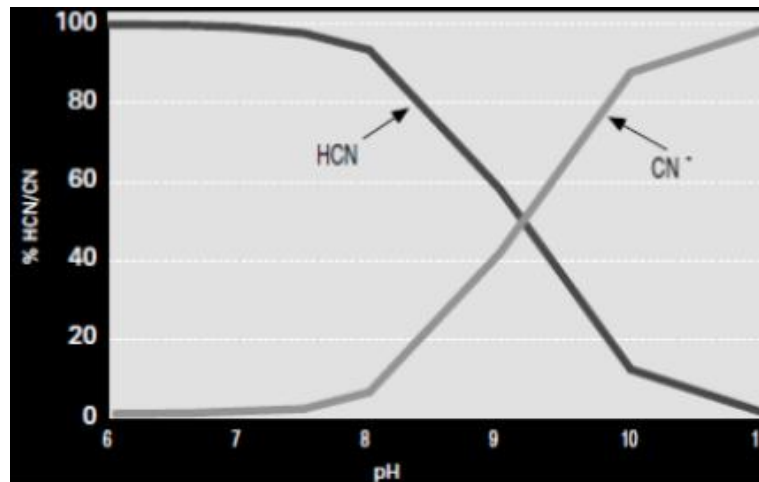


Los iones de cianuro libre se hidrolizan en agua formando moléculas de ácido cianhídrico (HCN), este es un ácido débil que se disocia incompletamente a valores de pH por encima de 9,3:



Así a un pH mayor que 10 la mayoría del cianuro se encuentra en solución, más de un 90%, se encuentra como cianuro libre (CN^-) como muestra el diagrama de distribución de la **figura 4**, a pH 9,3 la mitad del cianuro existe como ácido cianhídrico y la otra como cianuro libre y para pH por debajo de 8 la mayoría es ácido cianhídrico.

Figura 4. Distribución del cianuro y del ácido cianhídrico en solución acuosa en función del pH



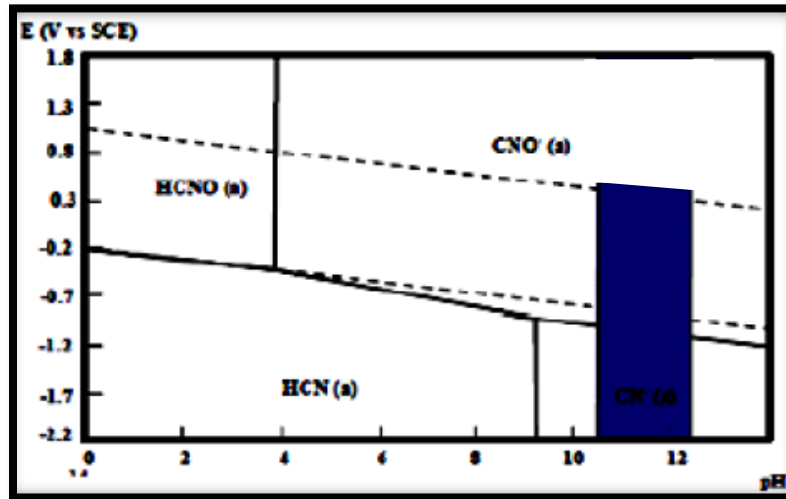
Fuente: Figueroa, H.I., Flórez, S., Aplicación de carbón activado a la recuperación de oro en la mina la providencia (Vetas, Santander). Universidad Industrial de Santander. Escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de Materiales. Bucaramanga (2010).

Es importante evitar las pérdidas de cianuro de la solución, por cuanto el ácido cianhídrico en la superficie del líquido se volatiliza rápidamente a condiciones ambiente, el cual es peligroso al contacto humano.

El cianuro libre en presencia de oxígeno o de algún oxidante fuerte, como el ácido hipocloroso (HClO), peróxido de hidrogeno (H₂O₂) u ozono (O₃), puede oxidarse en cianato, esta especie química no permite la disolución del oro y también disminuye la concentración de cianuro libre de la solución. En la **figura 5** se muestra el diagrama de estabilidad termodinámica para el sistema CN-H₂O, donde se observan las zonas de estabilidad en las que podría presentarse la formación de cianato según las reacciones:



Figura 5. Diagrama Eh-pH, sistema CN-H₂O a 25°C



Fuente: Figueroa, H.I., Flórez, S., Aplicación de carbón activado a la recuperación de oro en la mina la providencia (Vetas, Santander). Universidad Industrial de Santander. Escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de Materiales. Bucaramanga (2010).

3.5.1 Variables que influyen en la cianuración (Ariza, 2000; Habashi, 1960)

Concentración de cianuro. La disolución de oro aumenta al aumentar la concentración de cianuro, hasta alcanzar un valor límite. Por encima de este punto el cianuro retrasa el proceso de disolución, aumentando los costos y el daño ambiental. La concentración recomendada es 1,5 a 2,0 kilogramos de cianuro de sodio (NaCN) por metro cúbico de solución.

Alcalinidad. La cianuración está influenciada por el pH de la solución, es necesario mantener alcalina la solución de cianuro (pH entre 10 y 11) durante la lixiviación de oro, ya que a estos valores se puede prevenir la hidrólisis y la descomposición del cianuro, además de la neutralización de compuestos ácidos como sales ferrosas y sulfatos.

Granulometría. La disminución del tamaño de partícula de un mineral y la liberación de oro mediante el proceso de molienda, favorece la disolución, ya que habrá mayor exposición del área superficial del oro con la solución de cianuro, de esta manera la velocidad de disolución incrementa; sin embargo, para minerales

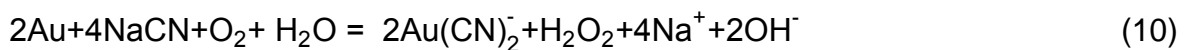
que contienen cianidas la velocidad de disolución puede descender al disminuir el tamaño de partícula, debido a que aumentan las reacciones que consumen cianuro.

Temperatura. El incremento en la temperatura de la solución lixiviante produce un aumento en la velocidad de disolución, pero también provoca una disminución en el contenido de oxígeno de la solución. Se ha determinado que la mejor temperatura para la disolución de oro y plata es aproximadamente entre 80 y 85°C.

Presencia de minerales. Los compuestos minerales asociados a los metales preciosos son: pirita, pirrotita, minerales de arsénico, galena, estibina, minerales de cobre, cuarzo, calcita y otros. Todos estos minerales presentan problemas al ser cianurados ya que la mayoría son grandes consumidores de cianuro y oxígeno.

3.5.2 Cianuración de minerales de oro (Peñate, 2004)

El oro en la mayoría de los minerales se encuentra en forma metálica por tanto, es preciso realizar una oxidación durante el proceso de disolución. Durante este proceso tienen lugar ciertas reacciones en presencia de cianuro bajo condiciones normales. La mayoría de los investigadores coinciden en que la ecuación global de la disolución de oro es:



En sistemas relativamente simples el oro se disuelve con facilidad, las condiciones requeridas serían: que el oro este libre y en forma metálica; que la solución de cianuro no contenga impurezas que puedan inhibir la reacción y que se mantenga un abastecimiento permanente de oxígeno a la solución durante la reacción.

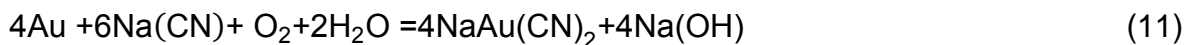
La disolución de oro puede afectarse negativamente debido a la presencia de cianicidas (minerales de cobre, sulfuros de arsénico y antimonio, y minerales arcillosos entre otros.) los cuales no sólo disminuyen la concentración de cianuro de la solución sino a su vez pueden inhibir el proceso de disolución.

3.5.2.1 Cinética de la cianuración del oro (Peñate, 2004)

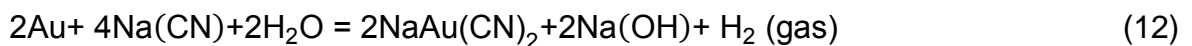
La velocidad de cianuración durante la lixiviación está controlada por la difusión, y puede ser limitada por el transporte de reactivos, oxígeno o cianuro dependiendo de su concentración. Otra manera en que puede estar controlada la cinética de la cianuración es por la velocidad de reacción en la superficie, lo cual puede suceder cuando se forman capas básicas de cianuro auroso que causan la pasivación de las partículas.

Existen tres ecuaciones clásicas con las cuales es posible explicar la cinética de disolución del oro en soluciones acuosas cianuradas. Estas son:

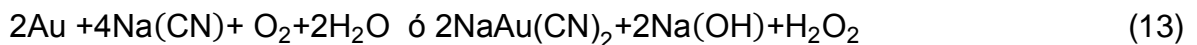
- Ecuación de Elsner (1846):



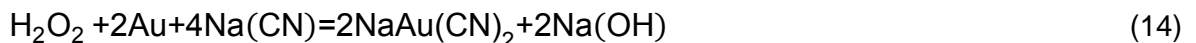
- Ecuación de Janin (1892):



- Ecuación de Bodlaender (1896):



El peróxido de hidrogeno vuelve a reaccionar:



Según los resultados obtenidos por Barsky, Swaison y Hedley, quienes determinaron las energías de formación de los complejos aurocianurados (Habashi, 1960; Peñate, 2004), se estableció que la mejor ecuación que describe la disolución de oro mediante cianuración es la de Elsner, ya que tiene un mayor cambio de energía libre negativa que las otras dos reacciones (Elsner: -90 Kcal/mol; Janin: +13,5 Kcal/mol; Bodlaender: -22 Kcal/mol). Se demostró que esta

reacción sucede hasta que todo el cianuro se ha consumido o todo el metal se ha disuelto.

A través del tiempo se ha establecido que la lixiviación del oro es un proceso de corrosión electroquímico, donde la velocidad estará controlada por la difusión del cianuro (CN^-) y oxígeno (O_2) o por la reducción del oxígeno sobre el mineral.

Según los estudios realizados por Nicol (1980) se demostró que el mineral presenta dos áreas adyacentes: catódica y anódica, con el siguiente mecanismo de lixiviación (Habashi, 1960):

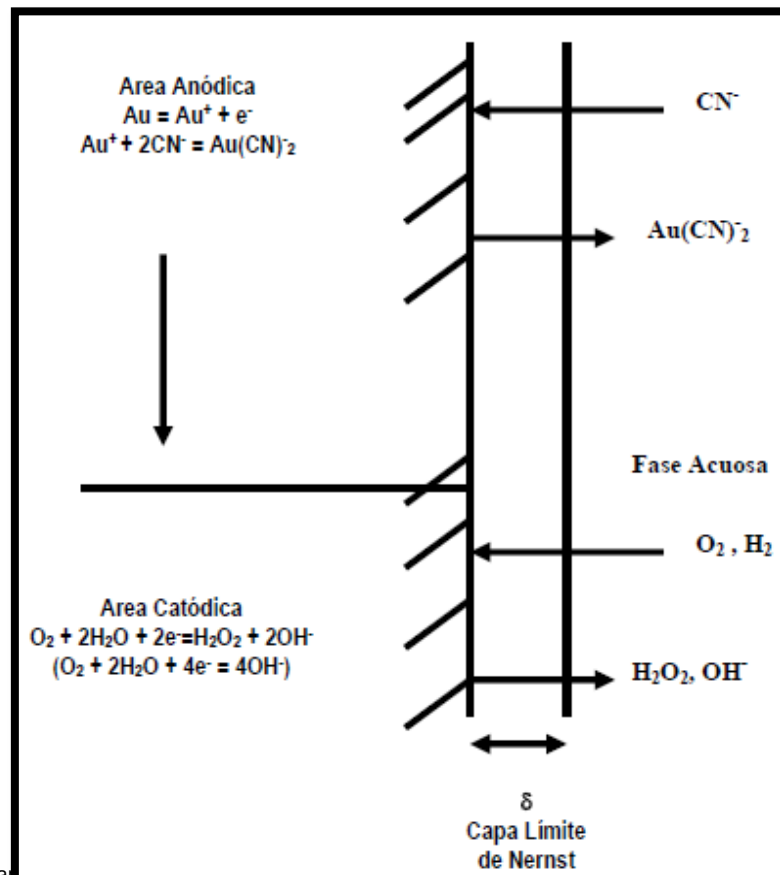


En la **figura 6** se muestra una representación esquemática de este proceso, sin embargo este esquema concuerda más con la ecuación química de Bodlaender que con la ecuación de Elsner (11) por la formación de H_2O_2 . Adicionar pequeñas cantidades de H_2O_2 puede aumentar el grado de disolución de oro, pero mayores concentraciones, hacen que se pasive la superficie y se retarde la disolución del metal.

La cianuración está regida por procesos de difusión con diferentes etapas: disolución de cianuro y oxígeno, transporte de reactivos a la superficie del mineral, adsorción de cianuro y oxígeno, reacción electroquímica y la formación del complejo cianurado y por último, desorción y transporte del complejo a la solución. Este proceso también obedece a parámetros químicos tales como: concentración de cianuro y oxígeno, influencia de la agitación lo cual afecta la difusión, la influencia de la temperatura que afecta la velocidad de la reacción, también la alcalinidad que actúa como agente protector evitando la hidrólisis del cianuro.

Si el proceso de cianuración se presenta bajo condiciones normales de agitación, temperatura y oxígeno disuelto, la disolución estará regida por la difusión del CN^- , pero si contrario a esto la concentración de CN^- aumenta hasta ser mayor que la concentración de O_2 , esta regirá la disolución.

Figura 6. Disolución electroquímica de oro en soluciones cianuradas



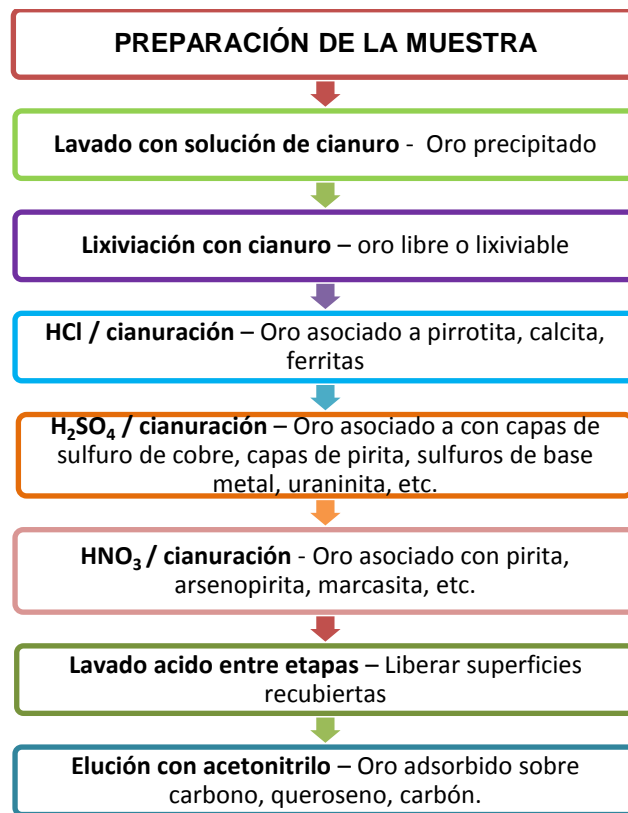
Fuente: López, Ma... erales auroargentíferos. Universidad Industrial de Santander. Escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de Materiales. Bucaramanga (1999).

3.6 LIXIVIACIÓN DE DIAGNÓSTICO (Lorenzen, 1995)

El concepto de lixiviación de diagnóstico consiste en que el mineral menos estable en la matriz de la muestra, se disuelve primero en un medio acuoso ácido. El residuo es filtrado, lavado (agua/ácido diluido) y cianurado para extraer el oro

liberado y es lavado con una solución de cianuro diluido. El proceso se repite con lixiviaciones cada vez más oxidativas hasta que todo el oro no refractario y re-cianurado es lixiviado por el cianuro para obtener un registro de la cantidad de oro asociado con los diferentes minerales. La extensión total de la reacción de extracción generalmente está dentro del 90%. Una representación del ensayo de lixiviación de diagnóstico de minerales auríferos se muestra en la **Figura 7**.

Figura 7. Representación del ensayo de lixiviación de diagnóstico para minerales auríferos



Fuente: Lorenzen, L. Some guidelines to the design of a diagnostic leaching experiment. MineralsEngineering, Vol. 8, No. 3, pg 247 - 256, 1995.

3.7 DETERMINACIÓN DE ORO Y PLATA (Arias, 1996; Patiño, 2004)

Método gravimétrico: Ensayo al fuego

El ensayo al fuego es el método tradicional empleado para determinar la cantidad de oro en menas, concentrados, lamas de refinería y otros materiales sólidos, está basado en la separación del plomo y demás óxidos metálicos que se encuentran junto a metales preciosos (Arce, 1996).

Es de los métodos más antiguos utilizados en la determinación de los metales nobles y posee una mayor exactitud, especialmente en medias y altas concentraciones, entre mayor cantidad de muestra para analizar el error disminuirá debido a la heterogeneidad de ésta.

El método consiste en utilizar la elevada solubilidad de los metales nobles en una fase metálica de plomo líquido separándolos del resto de la muestra (ganga) que forma otra fase más o menos líquida de menor densidad (escoria).

Este proceso se logra mediante la fusión de la muestra con ciertos reactivos llamados fundentes, a temperaturas alrededor de 1100 °C. Los reactivos más utilizados son: carbonato de sodio, litargirio, sílice y bórax. En menor proporción: fluoruro de calcio, cloruro de sodio, harina o carbón como reductor y nitrato de potasio como oxidante.

3.8 TOSTACIÓN

La tostación es la oxidación de los sulfuros metálicos para producir óxidos metálicos y bióxido de azufre (SO₂). A su vez es posible la formación de otras especies químicas como trióxido de azufre (SO₃), sulfatos metálicos y formación de óxidos complejos (Rosenqvist, 1987).

El proceso de tostación es utilizado principalmente en minerales con altos contenidos de sulfuros ya que mediante este proceso es posible la conversión de

los sulfuros a sulfatos solubles, en solución ácida acuosa, lo cual permite la cianuración convencional después del lavado previo de los residuos.

Para el caso de las menas de oro, la tostación se efectúa cuando el oro está asociado íntimamente a minerales piríticos los cuales dificultan la su extracción. Por tanto es esencial realizar una tostación de la mena antes de la cianuración (Taylor, 1990).

3.8.1 Tostación clorurante (Arce, 2005)

La disminución de reservas de menas oxidadas de oro y el sucesivo tratamiento de menas de oro con contenidos metálicos sulfurados, conducen al desarrollo de la tostación clorurante y procesos de lixiviación complementarios.

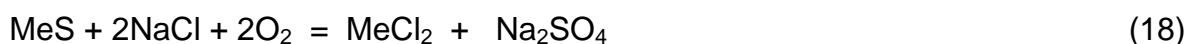
La tostación clorurante es un tipo de tostación que puede ser utilizado para minerales con contenidos elevados de sulfuros, en la cual se utiliza un agente activo (cloruro de plata, cloruro de sodio), con el fin de promover la formación de especies estables con el azufre evitando así la producción de grandes cantidades de bióxido de azufre.

Este proceso puede ser realizado en presencia de aire u oxígeno, a una temperatura de aproximadamente 500 a 600 °C. La cantidad de agente clorurante que se debe adicionar es alrededor de 10% en peso de la mena para un contenido de azufre de 2,5 – 3%.

La adición de la sal favorece el proceso de tostación y por ende el proceso de cianuración alcalina por lo cual se destaca lo siguiente:

1. Incrementa la extracción de oro a partir de la lixiviación de calcinas.
2. La oxidación se produce a menor temperatura y en menos tiempo.[15]

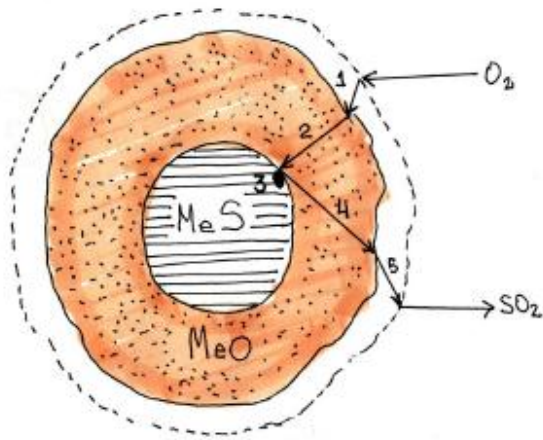
La reacción de tostación clorurante es la siguiente:



3.8.2 Cinética de la tostación (Rosenqvist, 1987)

Desde el punto de vista cinético, la tostación es un proceso en el cual un sólido reacciona con un gas para formar otro sólido y otro gas, así el proceso es análogo a la reducción gaseosa de óxidos. Como lo muestra la **figura 8**, la transformación de sulfuro en óxido ocurre de manera gradual, determinada por varios factores como la concentración de especies gaseosas, la concentración de productos y reactivos, la granulometría, entre otras.

Figura 8. Representación gráfica de la cinética de tostación



1. Difusión del oxígeno de la capa límite.
2. Difusión de oxígeno a través de la capa de productos.
3. Reacción química entre el oxígeno y el sulfuro metálico.
4. Difusión del anhídrido sulfuroso a través de la capa de producto.
5. Difusión del anhídrido sulfuroso a través de la capa límite.

Fuente: OPERACIONES DE PREPARACION DE CARGA: TOSTACIÓN. Universidad Técnica de Oruro. pdf. Disponible en internet: http://www.docentes.utonet.edu.bo/cvelascoh/wp-content/uploads/Tostaci%C3%B3n_1.pdf

Durante la tostación de FeS , se forman capas concéntricas de Fe_3O_4 y Fe_2O_3 . Durante la tostación de Cu_2S se tendrán capas concéntricas de Cu_2O , CuO y CuSO_4 . Por tanto en una mena parcialmente tostada pueden estar presentes tanto sulfuros sin reaccionar como sulfatos.

La capa de óxido es relativamente densa y la rapidez de tostación generalmente está controlada por la difusión del oxígeno hacia adentro y la del azufre hacia afuera de la partícula, a través de la capa de óxido.

La cinética de un proceso puede estar expresada por la siguiente ecuación (Levenspiel, 2004):

$$-\frac{dC_A}{dt} = kC_A^n \quad (I)$$

Integrando la ecuación de la velocidad de reacción quedaría:

$$C_A^{1-n} - C_{A0}^{1-n} = (n-1)Kt \quad (II)$$

Siendo,

C_A : Concentración de A (mol/L)

C_{A0} : Concentración inicial de A (mol/L)

n: Orden de la reacción

K: Constante cinética de la reacción. (min^{-1} , s^{-1})

t: tiempo (min, s)

3.8.2.1 Efectos de las variables en el proceso de tostación adicionando agentes activos

- Efecto de la temperatura

La máxima pérdida de azufre ocurre por lo general a temperaturas bajas aproximadamente 500°C, y la mínima pérdida de azufre es a temperaturas elevadas aproximadamente entre 750-1000°C. Sin embargo, cierta cantidad de azufre es eliminada en los gases. Es importante tener en cuenta que la temperatura no debe ser muy elevada ya que podría ocasionar ciertos inconvenientes, por ejemplo, podría producirse un sinterizado calcinado dificultando la obtención del oro en los posteriores procesos de recuperación (Taylor, 1990).

- Efecto del tamaño de las partículas de pirita

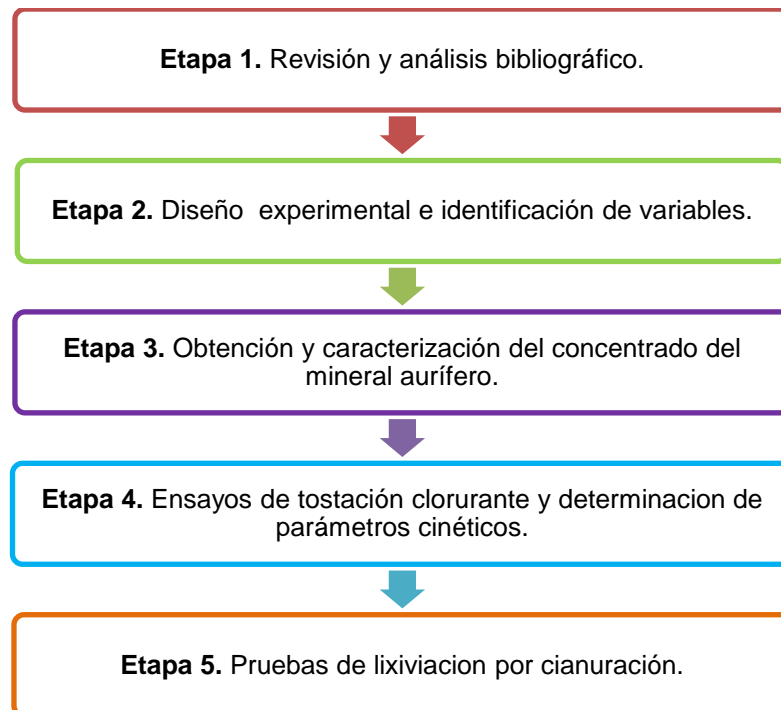
Para este caso es importante tener en cuenta a qué temperaturas se realiza el proceso, pero con base en la experimentación se ha logrado determinar que a una

temperatura de 650°C la retención del azufre disminuye, debido a que la velocidad de oxidación del azufre es más lenta comparada con la velocidad de sulfatación. Por otra parte, a temperaturas de 450°C se ha encontrado que la retención de azufre aumenta con la disminución del tamaño de partícula. Si el tamaño de partícula es pequeño habrá un contacto más íntimo entre las partículas del mineral con el agente activo utilizado durante el proceso de tostación (Taylor, 1990).

4. METODOLOGÍA EXPERIMENTAL

En la figura 9 se presenta la secuencia de las etapas planteadas para el desarrollo de la parte experimental, con las cuales se alcanzaron los objetivos planteados en la propuesta de investigación.

Figura 9. Metodología experimental del proyecto.



Fuente: Los autores

Etapa 1. Revisión y análisis bibliográfico.

En esta etapa se revisó el material bibliográfico disponible en base de datos, libros especializados, artículos y tesis de pregrado y maestría sobre temas referentes a: la metalurgia del oro, el proceso de beneficio de minerales auríferos, lixiviación por cianuración, lixiviación de diagnóstico y tostación clorurante de minerales refractarios.

Etapa 2. Identificación y selección de variables.

Se hizo una selección de las principales variables en el proceso de tostación clorurante, estableciendo la temperatura, la granulometría y tiempo como dichas variables. La presión atmosférica y la concentración del agente clorurante se mantienen con valores constantes en cada una de las pruebas de tostación realizadas.

Cada tostación clorurante tuvo una duración de 60 minutos, pero se tomaron alícuotas a los 2, 5, 10, 15, 20, 30, 40, 50 y 60 minutos para determinar el porcentaje de azufre liberado y el porcentaje de azufre retenido.

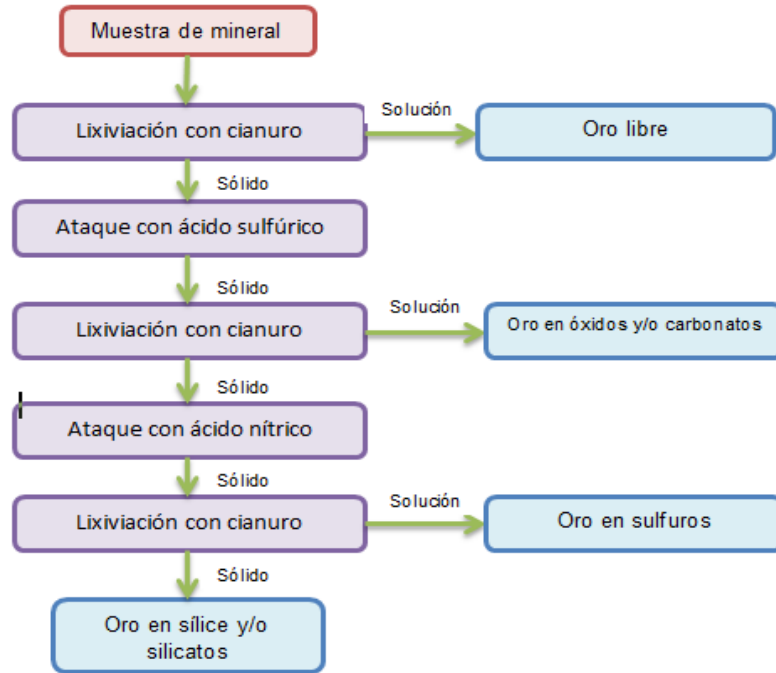
Así las variables independientes del proyecto fueron la granulometría del mineral, la temperatura de tostación y el tiempo. Las variables dependientes fueron el porcentaje de azufre liberado y el porcentaje de azufre retenido.

Etapa 3. Obtención y caracterización del concentrado del mineral aurífero.

La muestra de mineral recolectado de una mina de California (Santander) se pasó por la trituradora de mandíbulas para reducir el tamaño de partícula y luego someterlo a molienda en el molino de bolas. Posteriormente se concentró el mineral en la mesa Wifley obteniendo así un concentrado sulfurado.

Se realizaron pruebas de lixiviación de diagnóstico al mineral de cabeza y al concentrado obtenido para establecer las asociaciones del oro presente y la cantidad de oro libre. Tanto el mineral de cabeza como el mineral concentrado se redujeron de tamaño, por debajo de la malla 200 Ty para realizar esta prueba. La figura 10 muestra un esquema general de las pruebas de lixiviación de diagnóstico.

Figura 10. Esquema de lixiviación de diagnóstico



Fuente: Los autores

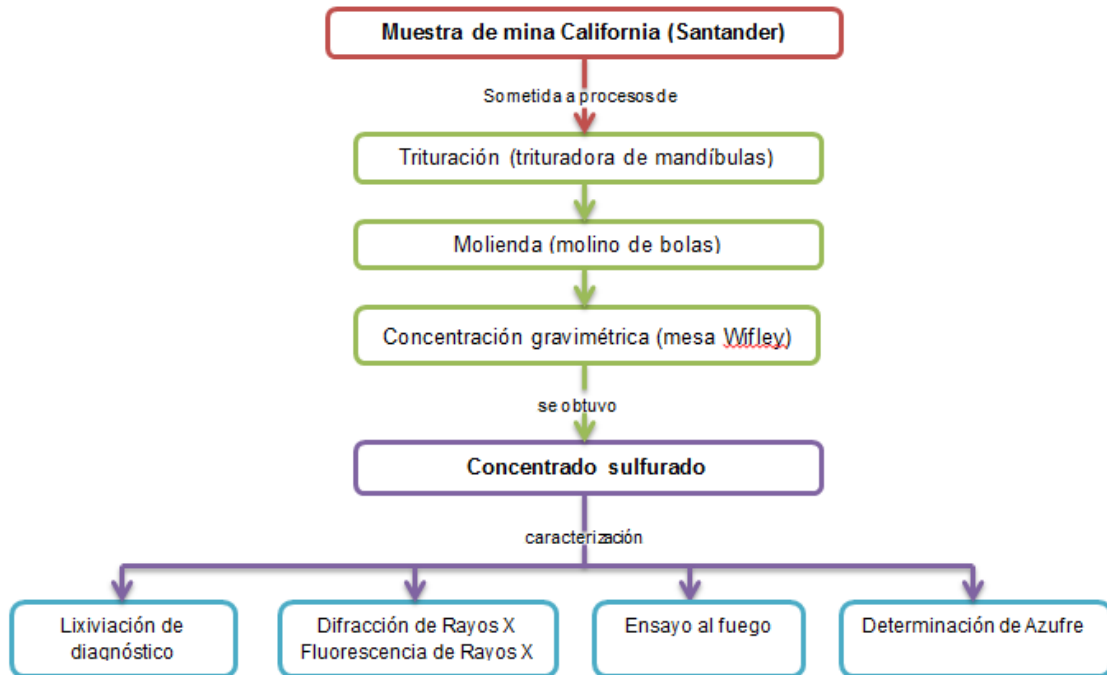
El mineral concentrado se homogenizó y mediante cuarteo se obtuvieron muestras para aplicar técnicas de difracción de rayos X y fluorescencia de rayos X, para identificar en forma cuantitativa los elementos presentes en la muestra de mineral.

El tenor de oro y plata se determinó mediante realización de ensayo al fuego al mineral de cabeza, al concentrado y a las colas obtenidas de la lixiviación de diagnóstico.

La determinación de azufre se le realizó al mineral concentrado y a los residuos sólidos que quedaron después de la lixiviación de diagnóstico. Se fundió una muestra de cada mineral con óxido de magnesio (ligeramente calcinado) y carbonato de sodio, esta digestión se atacó con ácido clorhídrico y agua destilada, finalmente se precipitó con cloruro de bario.

En la figura 11 se muestra la metodología que se desarrolló en esta etapa.

Figura 11. Metodología etapa 3



Fuente: Los autores

Etapa 4. Ensayos de tostación clorurante.

En esta etapa se realizó una tostación preliminar, una muestra de mineral concentrado con granulometría definida y sin agente clorurante a diferentes temperaturas, y una tostación clorurante con una muestra de mineral concentrado y cloruro de sodio variando la granulometría del mineral y la temperatura. Los ensayos fueron realizados por duplicado en cada una de las condiciones establecidas.

Los gases se recogieron en agua destilada y se tomaron alícuotas a diferentes tiempos para determinar la cantidad de azufre liberado y comparar la velocidad de formación de sulfuros y la velocidad de la reacción de oxidación y así describir el efecto de las variables sobre la tostación clorurante.

Etapa 5. Pruebas de lixiviación por cianuración.

Se realizaron dos ensayos de cianuración, uno al mineral concentrado y otro a los productos que se obtuvieron de la tostación clorurante realizada con los valores óptimos de las variables tenidas en cuenta.

El efecto de la tostación clorurante se determinó sobre el nivel de disolución de oro, comparándolo con el concentrado inicial. La cantidad de oro disuelto se analizó con espectrofotometría de absorción atómica.

5. RESULTADOS Y ANÁLISIS DE RESULTADOS

En este capítulo se presentan los resultados obtenidos en las diferentes pruebas y ensayos realizados en este proyecto, correspondientes a la concentración de la muestra de mineral, ensayo al fuego, lixiviación de diagnóstico, tostación preliminar, tostación clorurante y lixiviación convencional.

5.1 ENSAYO AL FUEGO

Mediante el ensayo al fuego se pudo confirmar la presencia de oro en el mineral, se realizó este ensayo al mineral de cabeza y al mineral concentrado.

En el anexo B se encuentran las especificaciones relacionadas con la prueba. Los resultados se observan en la Tabla 4.

Tabla 4. Determinación de la ley del mineral

Mineral	Peso (g)				Tenor	
	Muestra	Doré	Au	Ag	Au (g Au/tn mineral)	Ag (g Ag/tn mineral)
Cabeza	30.0	0.00150	0.00010	0.00140	3,33	46,7
Concentrado	30.038	0.00250	0.00021	0.00229	6,99	76,2

Fuente: Los autores

Teniendo en cuenta que este mineral presenta un gran contenido de sulfuros, se esperaba el resultado obtenido, ya que según los reportes de minerales de la zona de California, en éste mineral el oro es de tamaño menor de 75 micrones. Por lo que se encuentran asociados a sulfuros, minerales carbonáceos, etc (Wolf, 2008).

5.2 CONCENTRACIÓN EN MESA WILFLEY

El proceso de concentración del mineral se realizó en la sede de la CDMB. Se tomó el mineral de granulometría 50 Ty, y se obtuvieron los siguientes resultados:

Tabla 5. Concentración en mesa Wilfley

Malla Ty	Peso (g)		% Peso		% de Recuperación
	Alimento F	Concentrado C	Alimento f	Concentrado c	
50	13500	2600	3,33	6,99	40.43

Fuente: Los autores

$$\%R = \frac{C_c}{F_f} * 100 \quad (III)$$

% R = Porcentaje de recuperación

C = Peso del concentrado

c = Porcentaje de oro en el concentrado

F= Peso del mineral en el alimento

f = Porcentaje de oro en el alimento

$$\%R = \frac{2600 * 6,99}{13500 * 3,33} * 100$$

$$\%R = \frac{18174}{44955} * 100$$

$$\%R = 40,43$$

El porcentaje de recuperación del mineral fue del 40,43%, del mineral obtenido en el proceso de molienda.

5.3 ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN DE DIAGNÓSTICO

Este ensayo fue realizado al mineral de cabeza y al mineral concentrado con una granulometría de 200 Ty, el procedimiento realizado para esta prueba está especificado en el anexo A.

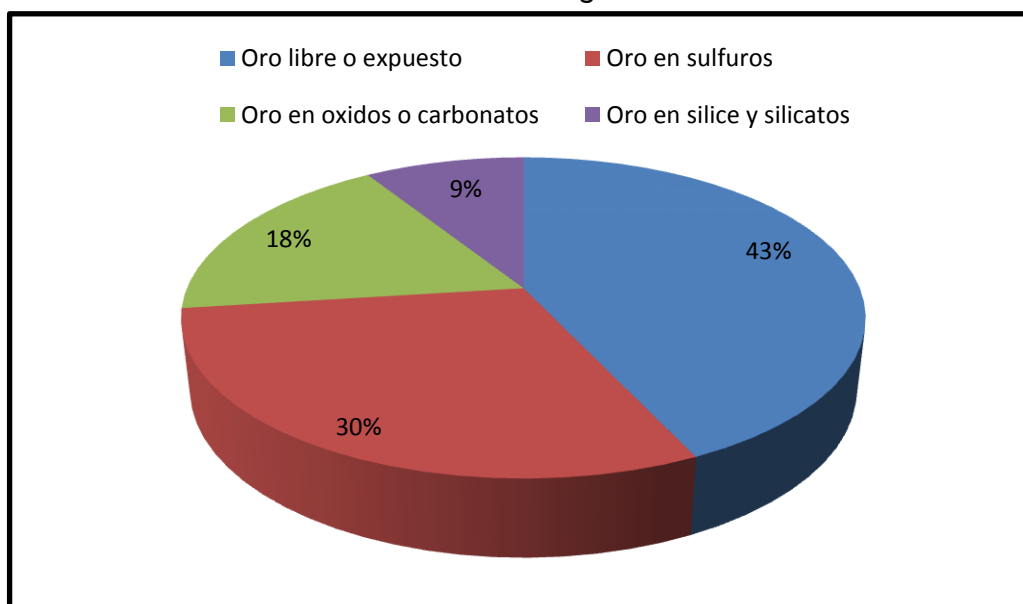
Mediante esta prueba de lixiviación de diagnóstico se determinaron las asociaciones mineralógicas responsables de la refractariedad del mineral; cantidad de oro asociado a matrices de óxidos, sulfuros, carbonatos, sílice y silicatos. Los resultados se muestran en la Tablas 6 y 7 y en las figuras 12 y 13.

Tabla 6. Resultados de la lixiviación de diagnóstico en el mineral de cabeza

Tipo de oro	Clasificación	Porcentaje en la muestra (%)
Tipo I	Oro libre o expuesto	43
Tipo II	Oro en óxidos o carbonatos	18
Tipo III	Oro en sulfuros	30
Tipo IV	Oro en sílice y silicatos	9

Fuente: Los autores

Figura 12. Resultados de la lixiviación de diagnóstico en el mineral de cabeza



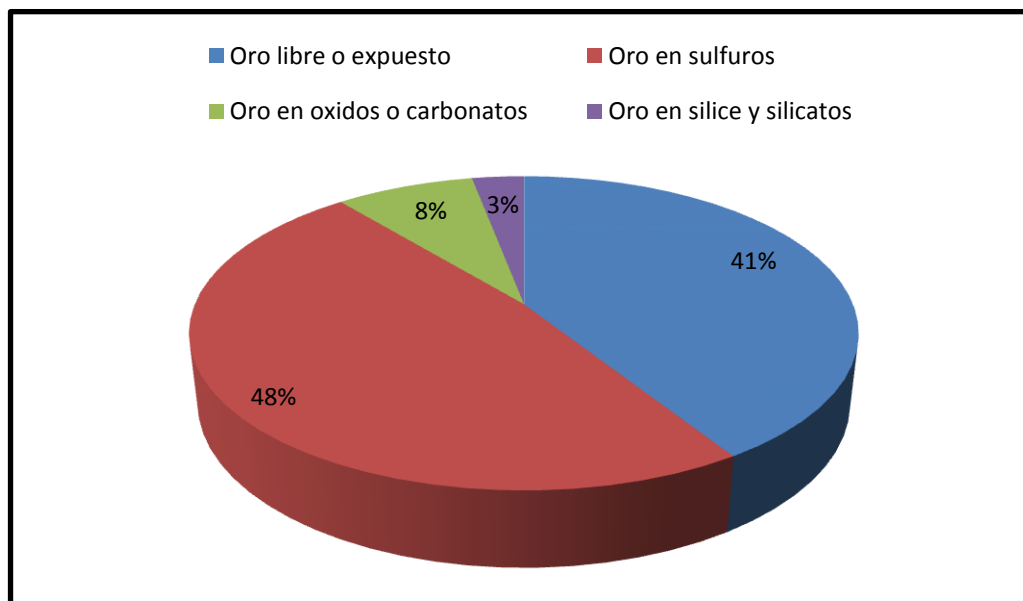
Fuente: Los autores

Tabla 7. Resultados de la lixiviación de diagnóstico en el mineral concentrado

Tipo de oro	Clasificación	Porcentaje en la muestra (%)
Tipo I	Oro libre o expuesto	41
Tipo II	Oro en óxidos o carbonatos	8
Tipo III	Oro en sulfuros	48
Tipo IV	Oro en sílice y silicatos	3

Fuente: Los autores

Figura 13. Resultados de la lixiviación de diagnóstico en el mineral concentrado



Fuente: Los autores

Los resultados obtenidos en la lixiviación de diagnóstico muestran que en el mineral de cabeza el oro asociado a sulfuros es del 30% (figura 12) y en el mineral concentrado muestra que la mayor parte del oro(48%), se encuentra asociado a pirita, arsenopirita y marcasita (sulfuros) seguido de la porción de oro libre (figura 13).

Por otra parte, el oro asociado a sílice y silicatos presenta un porcentaje relativamente pequeño tanto en mineral de cabeza como en el mineral concentrado, pero el porcentaje de oro en el mineral de cabeza fue un 6% mayor que en el concentrado. Esto es debido a que el mineral sin concentrar tenía un

contenido elevado de material arcilloso, y mediante el proceso de concentración en mesa wilfley se logró disminuir la cantidad de estos compuestos.

La lixiviación de diagnóstico demostró que el grado de asociación de este mineral es muy alto. Así como también mostró que la característica fundamental del mineral concentrado es de ser esencialmente piritoso y se confirma con los resultados de fluorescencia de rayos X que se encuentran en la figura 14.

El grado de asociación y la característica piritosa del mineral según la información de este ensayo permite corroborar la alta refractariedad de la mena, esta refractariedad es la responsable de la dificultad para recuperar el oro asociado mediante procesos de cianuración convencional.

5.4 ANALISIS QUÍMICO POR FLUORESCENCIA DE RAYOS-X

La muestra fue sometida a un análisis químico, mediante el cual se obtuvieron los resultados mostrados en la figura 14. Este análisis permitió también conocer y comparar la cantidad de azufre presente en el mineral con el método experimental realizado en el laboratorio en la determinación de azufre (método Eschka), el cual se realizó principalmente para saber con certeza la cantidad de azufre presente en el mineral y así poder llevar a cabo los respectivos cálculos en el proceso de tostación aplicado posteriormente.

Figura 14. Resultado del análisis químico por fluorescencia de rayos-X

Composición					
Nombre	Analito(óxido)	Resultado (%)	Analito	Resultado (%)	Des. Estándar
Azufre	SO3	46.51	S	18.60	0.09
Hierro	Fe2O3	27.91	Fe	19.52	0.04
Silicio	SiO2	18.6	Si	8.7	0.1
Aluminio	Al2O3	4.42	Al	2.34	0.09
Potasio	K2O	0.979	K	0.816	0.014
Fósforo	P2O5	0.83	P	0.36	0.04
Magnesio	MgO	0.26	Mg	0.16	0.08
Titanio	TiO2	0.244	Ti	0.147	0.009
Calcio	CaO	0.086	Ca	0.061	0.006
Bario	BaO	0.084	Ba	0.075	0.017
Cobre	CuO	0.043	Cu	0.034	0.002
Cromo	Cr2O3	0.016	Cr	0.011	0.003
Arsénico	As2O3	0.014	As	0.011	0.001
Estroncio	SrO	0.012	Sr	0.010	0.001
Zinc	ZnO	0.011	Zn	0.009	0.001
Nombre	Analito(óxido)	Resultado (ppm)	Analito	Resultado (ppm)	Des. Estándar
Níquel	NiO	66	Ni	52	23
Molibdeno	MoO3	47	Mo	31	6
			O	Balance	---

5.5 DETERMINACIÓN DE AZUFRE MEDIANTE EL MÉTODO ESCHKA

Este Análisis se realizó previamente con el fin de determinar la cantidad de azufre presente en la muestra (anexo C), y posteriormente fue comparado con el resultado del análisis químico (FRX) realizado a la muestra en el CDP de joyería (Figura 14). Estos resultados fueron similares, sin embargo, el valor del azufre obtenido mediante este método tuvo un margen de error.

$$\%S = \frac{(A-B) * 13,738}{C} \quad (IV)$$

A= gramos de BaSO₄ precipitados

B= gramos de BaSO₄ corregidos (Blanco)

C= gramos de muestra usada

Análisis de azufre para mineral concentrado

A= 0,66038 g

$$B = 0,00064 \text{ g}$$

$$C = 0,50152 \text{ g}$$

$$\%S = \frac{(A - B) * 13,738}{C} = \frac{(0,66038 - 0,00064) * 13,738}{0,50152} = 18,07$$

5.6 TOSTACIÓN SIN CLORURO DE SODIO.

La tostación sin cloruro de sodio se realizó desde una temperatura de 350°C hasta 950°C aumentando 100 grados de temperatura cada ensayo, con el fin de determinar el efecto de la temperatura en la tostación de la pirita.

La cantidad de muestra en cada ensayo fue de 1 gramo con granulometría -60 +80 Ty, el flujo de aire se mantuvo constante en cada temperatura, asegurando en cada una proporcionar el aire suficiente para la reacción. En cada tostación se dejó un tiempo de 60 minutos para asegurar una reacción completa, los gases fueron recogidos en 250 ml de agua destilada. En cada ensayo se cambió el agua destilada donde se recogieron los gases.

Se tomaron alícuotas de 7,5 a 8 mL se tituló con solución de hidróxido de sodio al 0,01 molar. El azufre total del resultado de fluorescencia de rayos X coincidió con el medido por el método Eschka, así se tomó como azufre total el resultado obtenido mediante el análisis químico de FRX que fue de 18,60%, es decir por un gramo de mineral hay aproximadamente 0,186 gramos de azufre

Las reacciones tenidas en cuenta para realizar los cálculos de porcentaje de azufre son:



El procedimiento seguido para cada cálculo es el siguiente:

La alícuota de H_2SO_4 a 350°C es de 0,0075L, la cantidad de NaOH 0,01M utilizado en la titulación es de 0,0035L

Utilizando la siguiente expresión $V_1 M_1 = V_2 M_2$ se determinó la molaridad de la alícuota.

$$M_1 = \frac{0,0035 * 0,01}{0,0075} = 0,0047$$

Con esta molaridad y con el volumen total del agua destilada (0,25L) donde se recogieron los gases se puede determinar el número de moles presentes

$$M = \frac{n}{\text{Volumen (L)}}, \quad n = 0,0047 * 0,25$$

$$n = 0,0012$$

Según las anteriores reacciones se observa que un mol de H_2SO_4 se forma con un mol de SO_4 , y este a su vez se forma con un mol de S, por lo que el número de moles hallado anteriormente es el mismo número de moles de azufre que reaccionan, para hallar los gramos de azufre se multiplican estos moles por el peso atómico del azufre

$$\text{g S} = 0,0012 * 32 = 0,0384$$

El azufre total en el gramo de mineral es de 0,186 gramos, así que para determinar el %S:

$$\%S = \frac{0,0384}{0,186} * 100 = 20,65$$

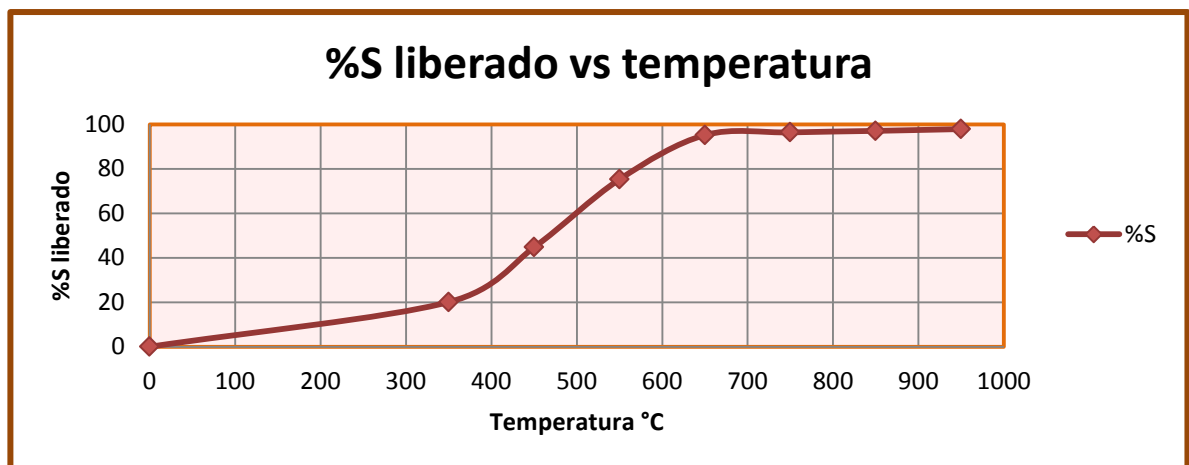
Así se hizo con cada una de las temperaturas a las cuales se realizó la tostación, en la siguiente tabla se presenta los resultados obtenidos.

Tabla 8. Porcentaje de azufre liberado a diferentes temperaturas

T(°C)	H ₂ SO ₄ (μl)	H ₂ SO ₄ (L)	NaOH (μl)	NaOH (L)	[H ₂ SO ₄] (M)	n° H ₂ SO ₄	S(g)	%S
0	0	0	0	0	0	0	0	0
350	7500	0,0075	3500	0,0035	0,0047	0,0012	0,0373	20,072
450	7500	0,0075	7800	0,0078	0,0104	0,0026	0,0832	44,731
550	8000	0,0080	14000	0,0140	0,0175	0,0044	0,1400	75,269
650	8000	0,0080	17700	0,0177	0,0221	0,0055	0,1770	95,161
750	7900	0,0079	17700	0,0177	0,0224	0,0056	0,1792	96,366
850	7800	0,0078	17600	0,0176	0,0226	0,0056	0,1805	97,050
950	8000	0,0080	18200	0,0182	0,0228	0,0057	0,1820	97,849

Fuente: Los autores

Figura 15. Porcentaje de azufre liberado vs temperatura



Fuente: Los autores

En la figura 15 muestra que la liberación de la mayor cantidad del azufre por tostación ocurre a una temperatura entre 350 y 650°C. El azufre liberado aumenta a medida que aumenta la temperatura de tostación y el aumento más significativo esta entre 450 y 650°C, en esta última temperatura la curva se estabiliza, sin que se presente un aumento significativo en la cantidad de azufre liberado a mayores temperaturas.

Bajo las anteriores condiciones de estos experimentos y según los resultados de la figura 15, se determinó que las temperaturas más adecuadas para el estudio de la tostación clorurante serían de 550, 650 y 750°C.

5.7 TOSTACIÓN CLORURANTE

Se realizó la tostación clorurante a las temperaturas antes mencionadas, 550, 650 y 750°C, trabajando con diferentes tamaños de partículas partiendo de que en la tostación preliminar se utilizó una malla de -60 +80 Ty y la reacción se realizó completamente. Los tamaños de partícula empleados fueron -60+80 Ty, -80+100 Ty y -100+200 Ty.

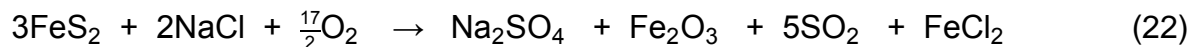
El cloruro de sodio se determinó según la bibliografía consultada [15] y los ensayos realizados en el proyecto de pregrado “Tostación clorurante de un mineral aurífero sulfurado como alternativa para disminuir su refractariedad a la Cianuración” donde según estos resultados y por medio de una interpolación realizada con 0,7g de cloruro de sodio se obtiene la disminución de azufre liberado en cada prueba.

Los experimentos de tostación clorurante se realizaron bajo las siguientes condiciones:

- Cantidad de mineral: 1g
- Cantidad de agente clorurante: 0,7g
- Flujo de aire: constante, 220 cc/min

Los gases fueron recogidos en 0,5 L de agua destilada y se tomaron alícuotas a los 2, 5, 10, 15, 20, 30, 40, 50 y 60 minutos, titulando cada alícuota con solución de hidróxido de sodio al 0,01M.

La reacción de tostación clorurante global se escribió de la siguiente manera:



La velocidad de formación del sulfato de sodio debe ser más rápida que la reacción de oxidación para que con la tostación clorurante se obtengan los resultados esperados (Taylor, 1990).

Al combinarse el SO_2 con el agua destilada formará H_2SO_4 y al titular las alícuotas tendremos la siguiente reacción:



Para los cálculos del porcentaje de azufre se tomó en cuenta las reacciones anteriores y las que a continuación se presentan



Los cálculos para determinar el porcentaje de azufre liberado y retenido se realizaron de la misma manera que en la tostación preliminar, pero en este caso se llevó a cabo la corrección en peso de azufre retirado con cada alícuota.

Así se hizo con cada una de las temperaturas con las que se hizo la tostación, en las siguientes tablas se presentan los resultados obtenidos.

5.7.1 RESULTADOS DE LA TOSTACION CLORURANTE A 550°C

Tabla 9. Tostación clorurante a 550°C, malla -60 +80Ty

Tiempo (min)	S (g) alícuota	n° Solución	s (g) solución	S total (g)
0	0	0	0	0
2	0,0001	0,0002	0,0060	0,0060
5	0,0001	0,0002	0,0078	0,0078
10	0,0003	0,0005	0,0158	0,0158
15	0,0003	0,0005	0,0164	0,0164
20	0,0003	0,0005	0,0169	0,0169
30	0,0005	0,0009	0,0284	0,0284
40	0,0008	0,0014	0,0446	0,0446
50	0,0011	0,0019	0,0592	0,0592
60	0,0012	0,0019	0,0612	0,0612

Fuente: Los autores

Tabla 10. Tostación clorurante a 550°C, malla -80 +100Ty

Tiempo (min)	S (g) alícuota	n° Solución	s (g) solución	S total (g)
0	0	0	0	0
2	0,0001	0,0002	0,0063	0,0064
5	0,0002	0,0004	0,0141	0,0143
10	0,0010	0,0019	0,0606	0,0616
15	0,0012	0,0022	0,0694	0,0706
20	0,0015	0,0027	0,0868	0,0883
30	0,0020	0,0036	0,1145	0,1164
40	0,0020	0,0036	0,1155	0,1176
50	0,0021	0,0037	0,1177	0,1198
60	0,0021	0,0037	0,1185	0,1206

Fuente: Los autores

Tabla 11. Tostación clorurante a 550°C, malla -100 +200Ty

Tiempo (min)	S (g) alícuota	n° Solución	s (g) solución	S total (g)
0	0	0	0	0
2	0,0001	0,0003	0,0085	0,0087
5	8,30769E-06	0,0003	0,0090	0,0091
10	2,06316E-05	0,0004	0,0141	0,0142
15	9,23077E-05	0,0009	0,0289	0,0290
20	0,000295291	0,0016	0,0503	0,0506

30	0,000504123	0,0022	0,0709	0,0714
40	0,000906256	0,0027	0,0848	0,0857
50	0,001080935	0,0028	0,0911	0,0922
60	0,00115241	0,0029	0,0913	0,0925

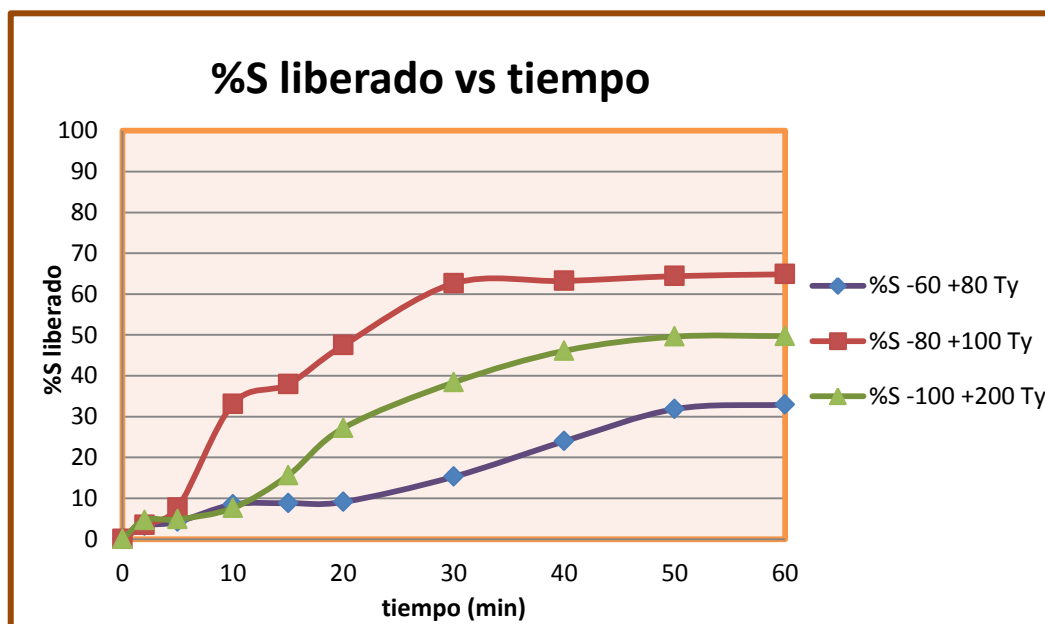
Fuente: Los autores

Tabla 12. %S liberado a 550°C a diferentes mayas

Tiempo	Maya -60 +80 Ty	Maya: -80 +100 Ty	Maya: -100 +200 Ty
	% S liberado	% S liberado	% S liberado
	0	0	0
2	3,23	3,45	4,66
5	4,22	7,69	4,87
10	8,47	33,11	7,62
15	8,81	37,94	15,60
20	9,10	47,46	27,21
30	15,28	62,61	38,39
40	23,96	63,21	46,10
50	31,84	64,39	49,58
60	32,93	64,85	49,72

Fuente: Los autores

Figura 16. Porcentaje de azufre liberado vs tiempo a 550°C a diferente granulometría



Fuente: Los autores

La figura 16 muestra el porcentaje de azufre liberado a 550°C, de las diferentes granulometrías utilizadas en la tostación clorurante. Se observa que el mineral de mayor granulometría, -60 +80 Ty, libera menor porcentaje de azufre y tiene un aumento significativo desde los 20 minutos hasta los 50 minutos, y a partir de este tiempo empieza a estabilizarse. El mineral de granulometría intermedia, -80 +100 Ty presenta la mayor liberación del porcentaje de azufre, mostrando aumentos significativos de liberación de azufre desde los 5 minutos hasta los 30 minutos, donde empieza a estabilizarse la curva. El mineral de menor granulometría presenta un porcentaje intermedio de azufre liberado, entre los 15 y 40 minutos presenta aumento significativo del azufre liberado y a partir del minuto 40 empieza a estabilizarse la curva.

5.7.2 RESULTADOS DE LA TOSTACION CLORURANTE A 650°C

Tabla 13. Tostación clorurante a 650°C, malla -60 +80Ty

Tiempo (min)	S (g) alícuota	n° Solución	s (g) solución	S total (g)
0	0	0	0	0
2	0,0003	0,0007	0,0211	0,0214
5	0,0004	0,0009	0,0293	0,0297
10	0,0006	0,0011	0,0364	0,0370
15	0,0007	0,0013	0,0430	0,0437
20	0,0010	0,0018	0,0581	0,0591
30	0,0013	0,0024	0,0777	0,0790
40	0,0014	0,0026	0,0834	0,0848
50	0,0015	0,0026	0,0822	0,0837
60	0,0016	0,0028	0,0884	0,0900

Fuente: Los autores

Tabla 14. Tostación clorurante a 650°C, malla -80+100 Ty

Tiempo (min)	S (g) alícuota	n° Solución	s (g) solución	S total (g)
0	0	0	0	0
2	0,0011	0,0023	0,0747	0,0758
5	0,0012	0,0025	0,0794	0,0807
10	0,0013	0,0026	0,0818	0,0831

15	0,0014	0,0026	0,0829	0,0843
20	0,0015	0,0027	0,0879	0,0894
30	0,0016	0,0029	0,0935	0,0951
40	0,0017	0,0029	0,0939	0,0955
50	0,0018	0,0030	0,0975	0,0993
60	0,0018	0,0031	0,0982	0,1000

Fuente: Los autores

Tabla 15. Tostación clorurante a 650°C, malla -100+200 Ty

Tiempo (min)	S (g) alícuota	n° Solucion	S (g) solución	S total (g)
0	0	0	0	0
2	0,0007	0,0014	0,0460	0,0467
5	0,0007	0,0013	0,0428	0,0434
10	0,0006	0,0013	0,0404	0,0411
15	0,0006	0,0011	0,0347	0,0353
20	0,0005	0,0010	0,0325	0,0330
30	0,0005	0,0010	0,0318	0,0323
40	0,0005	0,0010	0,0304	0,0310
50	0,0005	0,0009	0,0304	0,0309
60	0,0005	0,0009	0,0286	0,0291

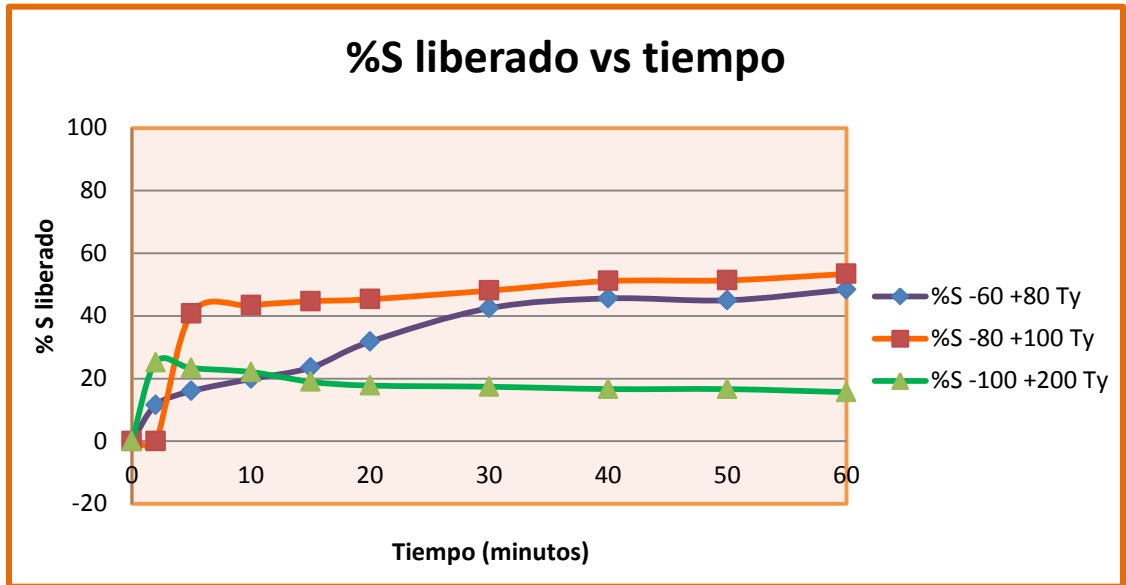
Fuente: Los autores

Tabla 16. %S liberado a 650°C a diferentes mallas

Tiempo	Maya -60 +80 Ty	Maya: -80 +100 Ty	Maya: -100 +200 Ty
	% S liberado	% S liberado	% S liberado
0	0	0	0
2	11,49	40,75	25,11
5	15,98	43,37	23,35
10	19,87	44,68	22,08
15	23,48	45,32	18,97
20	31,76	48,07	17,76
30	42,47	51,13	17,39
40	45,60	51,36	16,64
50	44,99	53,40	16,63
60	48,40	53,78	15,65

Fuente: Los autores

Figura 17. Porcentaje de azufre liberado vs tiempo a 650°C a diferente granulometría



Fuente: Los autores

La figura 17 nos muestra el porcentaje de azufre liberado a 650°C, de las diferentes granulometrías utilizadas en la tostación clorurante. El mineral de menor tamaño de partícula, -100+200 Ty libera menor porcentaje de azufre, tiene un aumento significativo hasta los 5 minutos, a partir del minuto 15 empieza a estabilizarse el %S liberado, mientras que el mineral de granulometría intermedia, -80+100 Ty presenta la mayor liberación del porcentaje de azufre, mostrando aumentos significativos de liberación de azufre hasta los 5 minutos, en este tiempo empieza a estabilizarse la curva. El mineral de menor granulometría presenta un porcentaje intermedio de azufre liberado, entre los 2 y 30 minutos presenta aumento significativo del azufre liberado y partir del minuto 30 empieza a estabilizarse la curva.

5.7.3 RESULTADOS DE LA TOSTACION CLORURANTE A 750°C

Tabla 17. Tostación clorurante a 750°C, malla -60 +80Ty

Tiempo (min)	S (g) alícuota	n° Solución	s (g) solución	S total (g)
0	0	0	0	0
2	0,00096	0,0020	0,0632	0,0641
5	0,001056	0,0021	0,0663	0,0674
10	0,001088	0,0021	0,0670	0,0680
15	0,00112	0,0021	0,0675	0,0686
20	0,001152	0,0021	0,0679	0,0691
30	0,00128	0,0023	0,0738	0,0751
40	0,001312	0,0023	0,0740	0,0753
50	0,001408	0,0024	0,0776	0,0790
60	0,001504	0,0025	0,0810	0,0825

Fuente: Los autores

Tabla 18. Tostación clorurante a 750°C, malla -80 +100Ty

Tiempo (min)	S (g) alícuota	n° Solución	s (g) solución	S total (g)
0	0	0	0	0
2	0,00048	0,0010	0,0316	0,0321
5	0,00064	0,0013	0,0413	0,0419
10	0,000672	0,0013	0,0424	0,0431
15	0,000704	0,0014	0,0447	0,0454
20	0,00096	0,0018	0,0574	0,0583
30	0,001184	0,0022	0,0701	0,0713
40	0,00144	0,0026	0,0834	0,0848
50	0,001536	0,0027	0,0869	0,0884
60	0,0016	0,0028	0,0884	0,0900

Fuente: Los autores

Tabla 19. Tostación clorurante a 750°C, malla -100 +200Ty

Tiempo (min)	S (g) alícuota	n° Solucion	s (g) solución	S total (g)
0	0	0	0	0
2	0,00048	0,0010	0,0312	0,0316
5	0,00064	0,0013	0,0407	0,0414
10	0,000896	0,0017	0,0551	0,0560
15	0,00096	0,0018	0,0578	0,0588
20	0,000992	0,0019	0,0593	0,0603
30	0,00112	0,0020	0,0655	0,0666
40	0,001152	0,0021	0,0658	0,0670

50	0,001184	0,0021	0,0661	0,0673
60	0,001216	0,0021	0,0672	0,0684

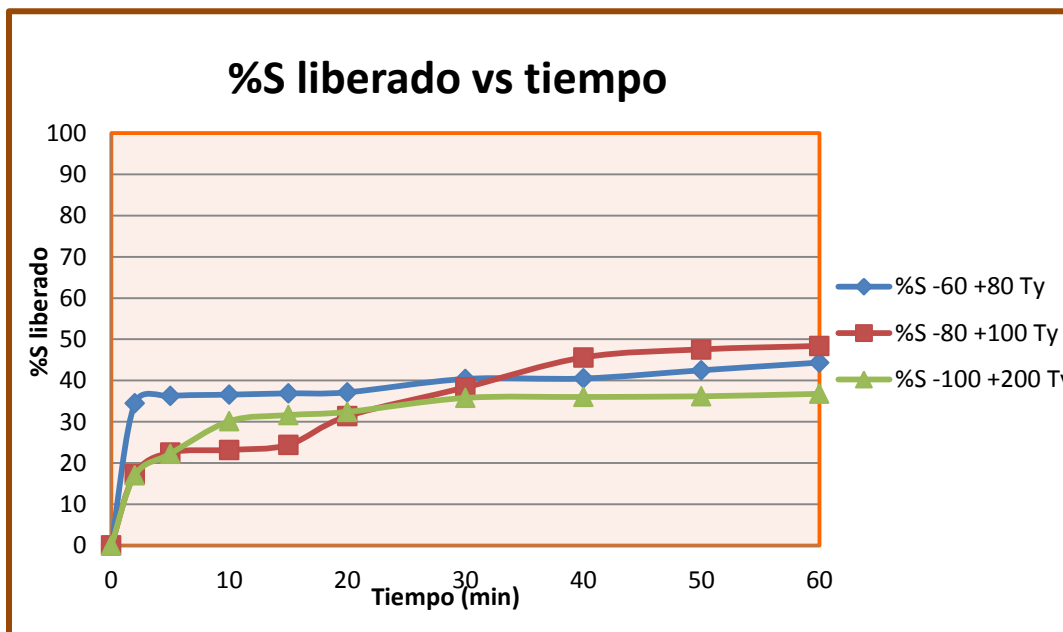
Fuente: Los autores

Tabla 20. %S liberado a 750°C a diferentes mallas

Tiempo	Maya -60 +80 Ty	Maya: -80 +100 Ty	Maya: -100 +200 Ty
	% S liberado	% S liberado	% S liberado
0	0	0	0
2	34,47	17,24	17,02
5	36,23	22,53	22,24
10	36,58	23,18	30,13
15	36,89	24,42	31,62
20	37,15	31,35	32,39
30	40,39	38,33	35,79
40	40,50	45,60	36,01
50	42,49	47,55	36,18
60	44,35	48,40	36,78

Fuente: Los autores

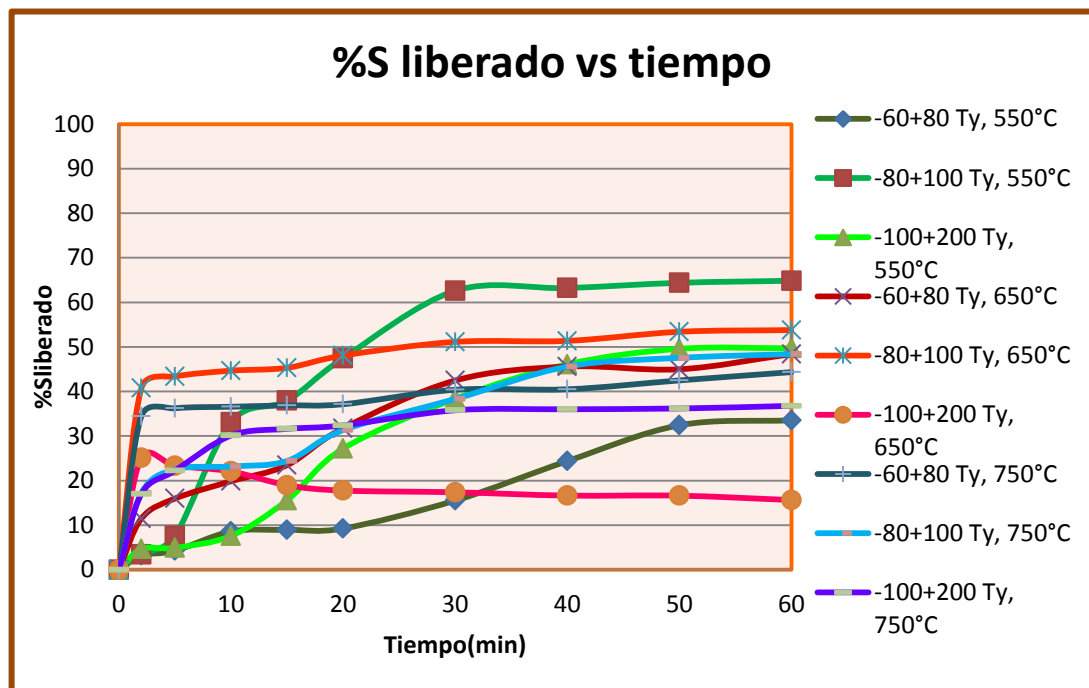
Figura 18. Porcentaje de azufre liberado vs tiempo a 750°C a diferente granulometría



Fuente: Los autores

La figura 18 muestra que no se presentaron grandes cambios de azufre liberado en los diferentes tamaños de partícula respecto a las dos temperaturas anteriores. Se observa que la menor cantidad de azufre liberado se presenta en la malla -100 +200 Ty, en los primeros 10 minutos se presenta la mayor liberación de azufre, a partir de este tiempo se estabiliza la curva. La granulometría de -60 +80 Ty libera un poco más de azufre que la granulometría más fina, pero la estabilización de la gráfica se presenta en el minuto 5. En la MALLA-80 +100 Ty se observa una liberación de azufre intermedia respecto a las otras granulometrías y la estabilidad de la curva se presenta en el minuto 40.

Figura 19. Porcentaje de azufre liberado vs tiempo a diferente granulometría y diferente temperatura.



Fuente: Los autores

En la figura 22 están representadas las figuras 16, 17 y 18 es decir los porcentajes de azufre liberado en las granulometrías trabajadas y a diferentes temperaturas, y en esta gráfica se observa que el menor porcentaje de azufre liberado se obtuvo

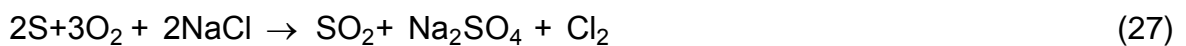
con el mineral de granulometría -100 +200 Ty a una temperatura de 650°C, es decir estas son las mejores condiciones para llevar a cabo la tostación clorurante porque se presenta la menor emisión de SO₂.

5.8 DETERMINACIÓN DE LAS CONSTANTES CINÉTICAS DE LA TOSTACIÓN CLORURANTE EN PRESENCIA DE AIRE(Hu, 2006; Cinética química, 2008; Chakravortty, 2000; Zivcovic, 1996)

Con el fin de determinar las constantes cinéticas se tuvieron en cuenta ciertas reacciones de descomposición de la pirita. Principalmente la siguiente reacción (Hu, 2006):



Seguidamente se produce la reacción del azufre en presencia de oxígeno (26), la cual reacciona con el cloruro de sodio agregado. El azufre reacciona con el oxígeno del aire y con la sal para formar el sulfato de sodio, y de esta manera inhibir la formación de grandes cantidades de dióxido de azufre. A sí mismo, se da la formación de otros compuestos como óxido de hierro y/o cloruros de metal (Zivcovic, 1996).



Con la anterior reacción se calcularon una serie de datos para la determinación de concentraciones de azufre en un tiempo t y en un tiempo inicial con el fin de establecer el orden de la reacción. Se tomó una reacción de orden n debido a que los datos recopilados no correspondieron a reacción de orden 1 ni 2, por tanto se procedió a determinar las respectivas constantes mediante la ecuación (I):

$$-\frac{dC_A}{dt} = KC_A^n$$

Integrando la ecuación (I) queda la ecuación (II):

$$C_A^{1-n} - C_{A0}^{1-n} = (n-1)Kt$$

Mediante la reacción se determinó la relación de moles entre el SO₂ y el Na₂SO₄ formados para la determinación de azufre presente en el sulfato formado, estas moles fueron calculadas mediante la titulación del ácido producido en el proceso de tostación clorurante por la interacción del SO₂ en el medio acuoso.

De la ecuación (I) aplicada a la reacción (27) se tiene lo siguiente:

$$-\frac{d[S]}{dt} = \frac{d[SO_2]}{dt} = \frac{d[Na_2SO_4]}{dt} = K [S]^n \quad (V)$$

Y la ecuación (II) quedaría de la siguiente forma:

$$[S]^{1-n} - [S]_0^{1-n} = (n-1)Kt \quad (VI)$$

Las constantes fueron calculadas de la siguiente manera, según los datos que se muestran en las siguientes tablas para determinar la concentración de azufre. Ver anexo F

Tabla 21. Malla -60+80 Ty a temperatura de 550°C

Tiempo (s)	[S] (mol/cm ³)	
	CAo	CA
120	0,061	0,0593
300	0,061	0,0587
600	0,061	0,0561
900	0,061	0,0559
1200	0,061	0,0557
1800	0,061	0,0519

Fuente: Los autores

Tabla 22. Malla -80 + 100 Ty a temperatura de 550°C

Tiempo (s)	[S] _i (mol/cm ³)	[S] (mol/cm ³)
	CAo	CA
120	0,061	0,0592
300	0,061	0,0566
600	0,061	0,0413
900	0,061	0,0384
1200	0,061	0,0327
1800	0,061	0,0236

Fuente: Los autores

Tabla 23. Malla -100 +200 Ty a temperatura de 550°C

Tiempo (s)	[S] _i (mol/cm ³)	[S] (mol/cm ³)
	CAo	CA
120	0,061	0,0584
300	0,061	0,0583
600	0,061	0,0566
900	0,061	0,0517
1200	0,061	0,0447
1800	0,061	0,0379

Fuente: Los autores

En la tabla 24. Se muestran cada una de las constantes calculadas para cada una de las granulometrías a una temperatura de 550°C

Tabla 24. Constantes cinéticas para la temperatura de 550°C a diferentes granulometrías

Malla: -65+80 T= 550°C n=0,25 K (s ⁻¹)	Malla: -80+100 T= 550°C n=0,25 K (s ⁻¹)	Malla:-100+200 T= 550°C n=0,25 K (s ⁻¹)
1,675x10 ⁻⁵	4,807x10 ⁻⁵	2,688x10 ⁻⁵

Fuente: Los autores

Teniendo en cuenta que las constantes cinéticas están relacionadas directamente con la velocidad de la reacción, entre mayor sea el valor de la constante cinética, mayor será la velocidad de reacción. Para el caso de la temperatura de 550°C en la tabla 24. Se observan cada una de las constantes calculadas para cada granulometría, de estas constantes la de mayor valor es la de granulometría - 80+100 Ty ($K = 4,807 \times 10^{-5}$) es decir esta será la granulometría que presentara una mayor velocidad de desaparición de azufre y mayor velocidad de formación de dióxido de azufre (SO_2) según la ecuación (V). En cuanto a las mallas -60+80 y - 100+200 Ty, presentan una velocidad de desaparición de azufre y formación de SO_2 más lenta.

Tabla 25. Malla -60+80 Ty a temperatura de 650°C

Tiempo (s)	$[\text{S}]_i$ (mol/cm ³)	$[\text{S}]$ (mol/cm ³)
	CAo	CA
120	0,061	0,0543
300	0,061	0,0516
600	0,061	0,0493
900	0,061	0,0471
1200	0,061	0,0421

Fuente: Los autores

Tabla 26. Malla -80+100 Ty a temperatura de 650°C

Tiempo (s)	$[\text{S}]_i$ (mol/cm ³)	$[\text{S}]$ (mol/cm ³)
	CAo	CA
120	0,061	0,0367
300	0,061	0,0351
600	0,061	0,0343
900	0,061	0,0339
1200	0,061	0,0323

Fuente: Los autores

Tabla 27. Malla -100+200 Ty a temperatura de 650°C

Tiempo (s)	[S] (mol/cm ³)	
	CAo	CA
120	0,061	0,0461
300	0,061	0,0472
600	0,061	0,0479
900	0,061	0,0498
1200	0,061	0,0505

Fuente: Los autores

En la tabla 28 se muestran cada una de las constantes calculadas para cada una de las granulometrías a una temperatura de 650°C

Tabla 28. Constantes cinéticas para la temperatura de 650°C a diferentes granulometrías

Malla: -65+80 T= 650°C n=0,18 K (s ⁻¹)	Malla: -80+100 T= 650°C n=0,18 K (s ⁻¹)	Malla:-100+200 T= 650°C n=0,18 K (s ⁻¹)
5,0x10 ⁻⁵	1,354x10 ⁻⁴	7,34x10 ⁻⁵

Fuente: Los autores

Para la temperatura de 650°C, el mayor valor de la constante cinética es para la granulometría de -80+100 Ty ($K=1,354 \times 10^{-4}$) la cual se puede observar en la tabla 28, es decir a esta temperatura y granulometría el mineral presenta una mayor velocidad de desaparición de azufre como también mayor formación de SO₂ de acuerdo a la ecuación (V). Para las demás granulometrías las velocidades de desaparición son más lentas, según los valores hallados de las respectivas constantes, el menor valor lo presenta la granulometría -60+80Ty ($5,0 \times 10^{-5}$).

Tabla 29. Malla -60+80 Ty a temperatura de 750°C

Tiempo (s)	[S] _i (mol/cm ³) CAo	[S] (mol/cm ³) CA
120	0,061	0,0405
300	0,061	0,0394
600	0,061	0,0392
900	0,061	0,0390
1200	0,061	0,0389
1800	0,061	0,0369

Fuente: Los autores

Tabla 30. Malla -80+100 Ty a temperatura de 750°C

Tiempo (s)	[S] _i (mol/cm ³) CAo	[S] (mol/cm ³) CA
120	0,061	0,0509
300	0,061	0,0477
600	0,061	0,0473
900	0,061	0,0465
1200	0,061	0,0424
1800	0,061	0,0382

Fuente: Los autores

Tabla 31. Malla -100+200 Ty a temperatura de 750°C

Tiempo (s)	[S] _i (mol/cm ³) CAo	[S] (mol/cm ³) CA
120	0,061	0,0510
300	0,061	0,0478
600	0,061	0,0431
900	0,061	0,0422
1200	0,061	0,0417
1800	0,061	0,0397

Fuente: Los autores

En la tabla 32 se muestran cada una de las constantes calculadas para cada una de las granulometrías a una temperatura de 750°C.

Tabla 32. Constantes cinéticas para la temperatura de 750°C a diferentes granulometrías

Malla: -65+80 T= 750°C n=0,17 K (s ⁻¹)	Malla: -80+100 T= 750°C n=0,17 K (s ⁻¹)	Malla:-100+200 T= 750°C n=0,17 K (s ⁻¹)
9,42x10 ⁻⁵	5,0x10 ⁻⁵	5,75x10 ⁻⁵

Fuente: Los autores

La constante cinética de mayor valor calculada para la temperatura de 750°C fue la hallada para granulometría -65+80 Ty (K = 9,42x10⁻⁵), este valor representa la mayor velocidad de descomposición de azufre y mayor velocidad de formación de SO₂ para estos parámetros (temperatura y granulometría). En la tabla 32 se muestran los resultados obtenidos de las constantes cinéticas para la temperatura de 750°C y granulometría específica. Por tanto para las demás granulometrías la velocidad de desaparición de azufre es más lenta al igual que la velocidad de formación de SO₂.

En conclusión, las constantes cinéticas calculadas mediante la reacción (27), basada en la descomposición de la pirita, permitieron mostrar como varía la velocidad de descomposición de azufre, la velocidad de formación del sulfato de sodio y el dióxido de azufre para cada una de las temperaturas y granulometrías estudiadas en el proceso de tostación clorurante.

De los datos de constantes determinadas se puede inferir que la granulometría que presenta una mayor velocidad tanto de formación de productos como descomposición de reactivos a temperaturas bajas y elevadas es la malla -80+100 Ty, sin embargo la mayor velocidad de reacción a esta granulometría se da para la

temperatura de 650°C, es decir, que a esta temperatura y bajo estas condiciones se daría una alta velocidad de formación de SO₂.

5.9 CIANURACIÓN CONVENCIONAL

Se realizaron dos ensayos de cianuración, uno al mineral concentrado y otro al mineral al que se le realizó tostación clorurante, bajo las condiciones seleccionadas según los resultados experimentales que describen los efectos de las variables en este proceso de tostación.

La cianuración convencional fue llevada a cabo durante 24 horas en las cuales se midieron los parámetros descritos en la tabla 33

Tabla 33. Parámetros para el proceso de cianuración convencional del mineral concentrado sin ensayo de tostación Clorurante.

Parámetros	Valor
Velocidad de agitación	600 rpm
Granulometría	D80 200 Ty
pH de la pulpa	10 – 11
Concentración de cianuro	14.27 kg NaCN/tn. Concentrado
Temperatura	25°C
Relación sólido-líquido	67% sólidos

Fuente: Los autores

Para llevar a cabo el proceso de cianuración en cada caso, se hizo el montaje correspondiente. Se agregó cal hasta alcanzar un pH de 10 a 11, luego se adicionó cianuro de sodio manteniendo la concentración constante en todo el proceso. Durante las 24 horas se tomaron alícuotas para determinar la concentración de cianuro titulando con nitrato de plata.

La determinación del porcentaje de recuperación de oro se realizó por análisis de absorción atómica del oro disuelto en la solución rica obtenida de la cianuración. La tabla 34 resume estos resultados para las pruebas de cianuración al mineral concentrado y al mineral tostado bajo las mejores condiciones.

Tabla 34. Resultados de la cianuración convencional

Ensayo de Cianuración	% de recuperación de Au
Mineral concentrado	14,48
Mineral con tostación clorurante	65, 56

Fuente: Los autores

Según los resultados mostrados en la tabla 34 en la cianuración del mineral inicial y teniendo en cuenta que los minerales de oro pueden clasificarse según el grado de lixiviabilidad respecto al oro disuelto como se observa en la tabla 35 se puede decir el efecto generado por la tostación clorurante, ya que el mineral clasificado como difícilmente lixiviable después de ser tostado con agente clorurante se comparte como un mineral medianamente lixiviable.

Tabla 35. Clasificación de minerales de oro según grado de lixiviabilidad

% de disolución	Clasificación Según Grado de Lixiviabilidad
< 65 %	Difícilmente Lixiviable
65 – 85 %	Medianamente Lixiviable
> 85 % a	Altamente lixiviable

Fuente: Albert, T. General online heap leach testwork. Kappes, Casiday and Associates.USA.

El consumo de cianuro se obtuvo mediante la titulación con nitrato de plata (AgNO_3). Los resultados se resumen en la siguiente tabla

Tabla 36.Consumo de cianuro en las pruebas de cianuración

CONSUMO DE CIANURO (g)	
Mineral concentrado	Mineral con tostación clorurante
0,0265	0,014

Fuente: Los autores

Según la tabla 36 el mineral concentrado consume 0,0125 g más de NaCN que el mineral con tostación clorurante, es decir el 47,17% más de cianuro.

El consumo de cal para la cianuración con el mineral concentrado es mayor que el consumo de cal para la cianuración con el mineral sometido a tostación clorurante.

6. CONCLUSIONES

- El mineral de cabeza empleado es un mineral refractario con un porcentaje de asociación de oro del 57%, del cual el 30% pertenece al oro asociado a sulfuros (pirita). Realizando concentración mediante mesa Wilfley fue posible aumentar el porcentaje de sulfuros en el mineral a un 48% haciéndolo apropiado para realizar este proyecto.
- Según los resultados de la lixiviación de diagnóstico, la refractariedad del mineral es principalmente de tipo físico porque la mayor parte del oro se encuentra encapsulado en pirita, en ambos casos (concentrado y mineral de cabeza).
- De acuerdo con los resultados logrados, las mejores condiciones para realizar la tostación clorurante son las siguientes:
Temperatura: 650°C; granulometría: -100+200 Ty; porcentaje de agente clorurante (NaCl): 70% y flujo de aire constante. Bajo estos parámetros la tostación clorurante cumple el objetivo de disminuir la generación de SO₂ gaseoso.
- Según los resultados cinéticos, la mayor velocidad de formación de SO₂ se presenta bajo las condiciones: Granulometría: -80+100 Ty; temperatura: 650°C; tiempo: 5 minutos. Estos ensayos no muestran una tendencia o correlación de las variables estudiadas (temperatura, granulometría) con el valor de la constante cinética, pero sí permite determinar bajo qué condiciones esta constante alcanza el valor mayor.
- Los resultados de la cianuración mostraron una disolución de oro en el mineral sin tostar de 14,48%; después de la tostación clorurante se logró en

la lixiviación una disolución de oro del 65,56%; lo cual corresponde a un aumento del 51,08%. Estos resultados se obtuvieron a una temperatura de tostación de 650°C y granulometría de -100+200 Ty.

- Al realizar la tostación clorurante, se logró disminuir el grado de refractariedad y el mineral pasó de ser difícilmente lixiviable a ser medianamente lixiviable, ya que pasó de sulfuro (FeS_2) que encapsula el oro a obtener un producto poroso (calcina), el cual permite una mayor lixivabilidad del oro. Adicionalmente, se comprobó que la realización de la tostación en presencia de NaCl permitiría reducir la emisión de SO_2 gaseoso y se generaría menor impacto ambiental.

7. RECOMENDACIONES

Para un posterior estudio cinético se plantearon las siguientes recomendaciones.

- La tostación clorurante es un procedimiento que depende de diferentes variables, algunas de las cuales no se abordan en este proyecto. Se recomienda estudiar la influencia de variables tales como la atmósfera, cantidad y tamaño de partícula del agente clorurante.
- Hacer un estudio de composición del residuo a diferentes condiciones de tostación y comprobar la efectividad de la tostación clorurante mediante la lixiviación del producto tostado midiendo la disolución de oro.
- Debido a que se obtuvieron los resultados esperados, menor emisión de SO_2 gaseoso con la tostación clorurante se recomienda hacer pruebas a mayor escala y si los resultados son buenos analizar la posibilidad de implementar esta técnica a nivel industrial de tal forma que sea una alternativa para mejorar las condiciones de la minería en Colombia y generar menor impacto ambiental

8. REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

ARIAS ARCE, Vladimir A. Tecnologías de refinación de los metales preciosos. 1ª edición. Lima – Perú. Ediciones Grezzley E.I.R.L.1996. 225p.

-----; CORONADO FALCON, Rosa; PUENTE SANTIVÁÑEZ, Luis y LOVERA DAVILA, Daniel. Refratariedad de concentrados auríferos. Revista del instituto de investigación FIGMMG. Vol. 8, 2005.

ARIZA GONZALEZ, Rafael y MARIÑO LUNA, Gabriel Ignacio. Oxidación electrolítica de minerales sulfurados de oro. Trabajo de grado Ingeniería Metalúrgica. Bucaramanga: Universidad Industrial de Santander. Facultad de Ingenierías Físico – Químicas. Escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de Materiales. 2000. 102p.

CELEP, O; ALP, I; DEVECI, H Y VICIL, M. characterization of refractory behavior of complex gold/silver ore by diagnostic leaching. Transactions of nonferrous metals society of China 19.p. 707-713, 2009.

CINÉTICA QUIMICA. 2008.Pdf. [citado 7 octubre de 2011]. Disponible en internet:<http://catedras.quimica.unlp.edu.ar/qg/Com%20-%20Cinetica%20Quimica.pdf>

CHAKRAVORTTY, M and SRIKANTH, S.Kinetics of salt roasting of chalcopyrite using KCl. Thermochemica acta 362, p. 25-35,2000. Elsevier.

DELGADO RAMIREZ, Oscar Iván y MENDOZA PRADA, Álvaro Alexis. Activación con molienda mecánica como pretratamiento en la cianuración de minerales refractarios de oro. Trabajo de grado Ingeniería Química. Bucaramanga: Universidad Industrial de Santander. Facultad de Ingenierías Físico-Químicas. Escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de Materiales. 2006. 96p.

Figuroa, H.I., Flórez, S., Aplicación de carbón activado a la recuperación de oro en la mina la providencia (Vetas, Santander). Trabajo de grado Ingeniería Metalúrgica. Bucaramanga: Universidad Industrial de Santander. Facultad de Ingenierías Físico – Químicas. Escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de Materiales. 2010.

HABASHI, Fathi. Principles of extractive metallurgy. Nueva York, Gordon and Breach, 1960.

HOLGUIN RUIZ, Bolivar Jeremias. Pretratamiento por tostación de concentrados sulfurosos de flotación del sector de Ponce Enriquez. Tópico de graduación. Guayaquil – Ecuador. Escuela superior Politécnica del Litoral. Facultad de Ingeniería en ciencias de la tierra. 1999. 69p. Disponible en internet

HU, Guilin; DAM-JOHANSEN, Kim WEDEL, Stig; HANSEN, Jens Peter. Descomposition and oxidation of pyrite. Progress in energy and combustion science. Vol. 32, p. 295-314. 2006.

LEVENSPIEL, Octave. Ingeniería de las Reacciones Químicas. Tercera Edición. Mexico Limusa Wiley. 2004. 688p

LOPEZ GOMEZ, María Esperanza. La mineralogía de procesos y su aplicación en la cianuración de los minerales auroargentíferos. Trabajo de postgrado Ingeniería Metalúrgica. Bucaramanga: Universidad Industrial de Santander. Facultad de Ingenierías Físico – Químicas. Escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de Materiales. 1999. 195p.

LORENZEN, Leon. Some guidelines to the desing of a diagnostic leaching experiment. Minerals Engineering, vol. 8, p. 247-255. 1995.

LOVERA, Daniel; QUIÑONEZ, Janet; ARAMBURÚ, Vidal; GAGLIUFFI, Pedro; PUENTE, Luis; CONCEPCION, Lia y FLORES, Rosario. Procesos de tostación-

lixiviación de minerales auríferos con minerales Cianicidas. [consultado 15 de julio de 2011]. Disponible en internet: <http://www.scielo.org.pe/pdf/iigeo/v5n10/a06v5n10.pdf>

MANUAL DE MINERIA. Estudios Mineros del Perú, 2009. pdf. [consultado 20 de julio de 2011]. Disponible en internet: http://estudiosmineros.com/ManualMineria/Manual_Mineria.pdf

OPERACIONES DE PREPARACION DE CARGA: TOSTACIÓN. Universidad Técnica de Oruro. pdf. [consultado 3 de junio de 2011]. Disponible en internet: http://www.docentes.uto.net.edu.bo/cvelascoh/wp-content/uploads/Tostaci%C3%B3n_1.pdf

PARGA, JR y CARRILLO, FR. Avances en los métodos de recuperación de oro y plata de minerales refractarios. Revista de metalurgia. Vol. 32, p. 254-261.1996.

PATÍÑO PALLARES, Carlos Alberto. Mejoramiento del control químico analítico en la extracción del oro y de la plata en los laboratorios del grupo de investigación en minerales biohidrometalurgia y ambiente de la UIS. Trabajo de grado Ingeniería Química. Bucaramanga: Universidad Industrial de Santander. Facultad de Ciencias. Escuela de Química. 2004. 192p.

PEÑATE ZUÑIGA, Yesid Alberto. Desarrollo de correlaciones entre mineralogía y extracción de oro en minerales auríferos mediante datos de lixiviación de diagnóstico. Trabajo de postgrado Ingeniería Metalúrgica. Bucaramanga: Universidad Industrial de Santander: Facultad de Ingenierías Físico-Químicas. Escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de Materiales. 2004. 192p.

PIMINENTO RAMIREZ, Jairo. Evaluación metalúrgica de minerales auríferos provenientes del yacimiento angostura (California-Santander). Trabajo de grado Ingeniería Metalúrgica. Bucaramanga: Universidad Industrial de Santander. Facultad de Ingenierías Físico – Químicas. Escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de Materiales. 2008. 68p.

Procesos hidrometalúrgicos en la minería de oro, plata. Cobre y uranio. Pg. 49-51. [Consultado 25 de julio de 2011] Disponible en internet: <http://tesis.uson.mx/digital/tesis/docs/20422/Capitulo7.pdf>

QUIMICA INORGÁNICA. Pdf. [consultado 12 de octubre de 2011]. Disponible en internet: http://campus.usal.es/~Inorganica/zona-alumnos/erf-inorganica/tema_7/tema7.pdf

REPASO DE CINÉTICA QUÍMICA, Pdf. 2001 [consultado 27 de septiembre de 2011]. Disponible en internet: <http://mit.ocw.universia.net/7.51/f01/pdf/fa01-le8c02.pdf>

RIVEROS, Gabriel; MARIN, Tanai; PUGA, Carlos. Lime –concentrate roasting studies—effect of activated limestone. *Minerals Engineering*. Vol. 17, p. 469-471 2004.

ROSENQVIST, Terkel. *Fundamentos de Metalurgia Extractiva*. Primera edición. México. Editorial Limusa. 1987. 564p.

SOTO BURBERT, Andrés. *Apuntes de Cinética Química*. Septiembre 2003. [consultado 6 de septiembre de 2011]. Disponible en internet: http://cabierta.uchile.cl/revista/14/articulos/pdf/14_10.pdf

TAYLOR, P.R; YIN, Z.B and BARTLETT, R.W. Lime roasting of pyrite. *Department of Metallurgical & Mining Engineering. University of IDAHO, MOSCOW*. 1990.

VARGAS AVILA, Mayra Amanda y YAÑES TRASLAVIÑA, José Julián. *Mejoramiento de los procesos de beneficio y tratamiento de minerales auroargentíferos de “Mina Vieja” en el asentamiento minero de San Pedro Frio (municipio de Santa Rosa del Sur de Bolívar)*. Trabajo de grado (práctica empresarial) Ingeniería Metalúrgica. Bucaramanga: Universidad Industrial de Santander. Facultad de Ingenierías Físico – Químicas. Escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de Materiales. 2002. 150p.

WOLF CARREÑO, Erwin. Incorporación de tecnologías limpias para beneficiar minerales auríferos en la pequeña minería de vetas y califonia (Santander) buscando reducir vertimientos de mercurio y cianuro. Comité de Investigación Aplicada para la Gestión Ambiental. Boletín 4, 2008. [consultado 26 de agosto de 2011]. Disponible en internet: http://www.cdmb.gov.co/ciaga/documentosciaga4/articulo_mineria.pdf

ZIVCOVIC, Zivan; MITEVSKA, Natasa; SAVOVIC, Veselin. Kinetics and mechanism of the chalcopyrite concentrate oxidation process. *Thermochimica acta* 282/283, p. 121-130. 1996.

9. ANEXOS

ANEXO A. DIAGRAMA DEL PROCEDIMIENTO SEGUIDO EN LA LIXIVIACIÓN DE DIAGNOSTICO.

ETAPA 1 CIANURACIÓN CONVENCIONAL

- 1.1 Pesar el recipiente
- 1.2 Adicionar 200 gramos de mineral
- 1.3 Agregar CaO(aproximadamente 2 Kg/ ton mineral) acondicionar 30 minutos y asegurar un pH mayor a 10.5
- 1.4 Agregar 1kg/ton mineral de NaCN y lixiviar por 24 horas.
- 1.5 Preparar una solución cianurada de lavado: 0,02 g/L de NaOH y 0,1 g/L de NaCN
- 1.6 Revisar concentración de cianuro
- 1.7 Al final medir el pH, Eh, NaCN residual, O₂ disuelto
- 1.8 Filtrar pulpa, tomar filtrado y analizar oro en solución
- 1.9 Lavar los sólidos filtrados con solución de lavado a una razón l/s de 2:1
- 1.10 Lavar los sólidos con agua destilada a una razón l/s de 2:1

ETAPA 2 LIXIVIACIÓN CON ÁCIDO SULFÚRICO

- 2.1 Pesar el recipiente
- 2.2 Agregar sólido lavado húmedo de la etapa 1
- 2.3 Repesar para saber la masa
- 2.4 Agregar agua destilada en una razón 1:1
- 2.5 Agregar 70 kg/ton mineral de ácido sulfúrico
- 2.6 Acondicionar por 30 minutos a 80°C
- 2.7 Agregar 5kg/ton mineral de dióxido de manganeso (MnO₂), lixiviar por 24 horas. Asegurar que el potencial este siempre a 500mV (+/- 50mV) mediante la adición de MnO₂ y que el pH no suba nunca de 2 con la adición de ácido sulfúrico
- 2.8 Preparar una solución de lavado con ácido sulfúrico a un pH de 1 (1 litro)
- 2.9 Filtrar la pulpa
- 2.10 Lavar los sólidos con solución ácida (l/s de 2:1)
- 2.11 Lavar los sólidos con agua destilada a una razón l/s de 2:1

ETAPA 3 CIANURACIÓN

- 3.1 Pesar recipiente, agregar sólido húmedo de la etapa dos, repesar
- 3.2 Agregar agua desmineralizada (l/s 1:1)
- 3.3 repetir la etapa 1 del paso tres al diez. Disminuir el tiempo de lixiviación a 3 horas.

ETAPA 4 LIXIVIACIÓN CON ÁCIDO NÍTRICO

- 4.1 Pesar el recipiente. Agregar el sólido húmedo de la etapa 3. Repesar
- 4.2 Agregar ácido nítrico concentrado (l/s 3:1)
- 4.3 hervir por dos horas o hasta que no haya más reacción
- 4.4 Al finalizar la lixiviación filtrar la pulpa
- 4.5 Repulpee los sólidos en agua desmineralizada a una razón 2:1. Repetir este paso nuevamente.

ETAPA 5 CIANURACIÓN

- 5.1 Repita la etapa 3
- 5.2 Repulpear,filtrar, secar los sólidos y pesar
- 5.3 Homogeneizar, tomar 20 gramos para analizar azufre. Con el resto analizar oro.

ANEXO B. ANÁLISIS DE ORO Y PLATA EN MINERALES AUROARGENTIFEROS POR VÍA SECA (ENSAYO AL FUEGO)

Resumen del método

La muestra en un tamaño 150 Ty es tostada a 500-600 °C y luego fundida en una mezcla de fundentes oxidantes y reductores, dependiendo de la naturaleza de la muestra a una temperatura de 1100 °C. Posteriormente el producto metálico es nuevamente fundido en una copela a 850 °C de donde se obtiene un botón de oro y plata, seguidamente el botón es atacado con ácido nítrico para determinar la cantidad de oro.

Reactivos

Litargirio

Carbonato de sodio

Bórax

Sílice

Nitrato de sodio

Harina de trigo

Ácido nítrico

Equipos y materiales

Balanza

Balanza analítica

Horno mufla

Campanas extractoras

Pinzas para crisol

Pinzas para manejo de copelas, crisoles y platos de arcilla

Guantes, delantal y careta

Lingoteras

Yunque

Martillo

Crisol de arcilla

Platos de arcilla

Copelas

Plancha de calentamiento

Crisol de porcelana

Vidriería

Procedimiento

1. Tostación de la muestra

- 1.1 Cuartear y pesar una muestra de 20 gramos de granulometría 20 Ty
- 1.2 Mantener encendida la cámara extractora y el lavador de gases durante toda la prueba.
- 1.3 Colocar la muestra en un plato de arcilla y llevar a la mufla a una temperatura entre 500-600 °C. agitando la muestra con una espátula por fuera de la mufla cada 10 minutos hasta eliminación de azufre (se observa el color rojizo de la muestra y la desaparición de olor característico).
- 1.4 Sacar de la mufla y dejar enfriar.

2 Fusión de la muestra

- 2.1 Preparar una carga de mezcla de fundentes oxidantes y reductores dependiendo de la naturaleza de la muestra.
- 2.2 En un crisol de arcilla mezclar vigorosamente la carga con la muestra tostada y cubrir con bórax.
- 2.3 Colocar en la mufla a 1100 °C (la mufla deberá estar a un temperatura de mínimo 800 °C) por un tiempo aproximado de 75 minutos.
- 2.4 Vaciar el contenido en una lingotera previamente impregnada con tiza y precalentada sobre el exterior de la mufla.
- 2.5 Dejar enfriar y separar con un martillo La fase metálica de la escoria apoyándose en un yunque. Darle forma de cubo.

3 Copelación

- 3.1 Calentar las copelas en la mufla a 800 °C por 20 minutos.
- 3.2 Introducir el botón metálico, sobre la copela y esperar a que se evapore el plomo, permitiendo el ingreso de aire.
- 3.3 Sacar la copela sin dejar evaporar la plata del botón resultante.
- 3.4 Laminar el botón que contiene solo el oro y la plata.
- 3.5 Pesar el botón laminado en la balanza analítica P₁.

4 Ataque con ácido nítrico

- 4.1 Llevar el botón a un crisol de porcelana.
- 4.2 Atacar en caliente con ácido nítrico en una relación 3:1 y luego 1:1, en ambos casos dejar atacar hasta que no se observe reacción.
- 4.3 Enjuagar, secar y dejar enfriar.
- 4.4 Pesar el residuo que corresponde al oro de la muestra P₂.

4.5 En caso de no obtener disminución de peso en el botón, significa que la relación de oro y plata es pequeña; por tanto es necesario encuartar. Este proceso se hace envolviendo el botón en plomo laminado con tres veces el peso en plata, se copela y se ataca nuevamente con ácido nítrico.

5 Cálculos

$$\text{ORO} = \frac{P_2 \text{ (g)}}{\text{peso de la muestra 30 (g)}} * 10^6 \left[\frac{\text{g Au}}{\text{ton mineral}} \right]$$

$$\text{PLATA} = \frac{P_2 - P_1 \text{ (g)}}{\text{peso de la muestra 30 (g)}} * 10^6 \left[\frac{\text{g Ag}}{\text{ton mineral}} \right]$$

ANEXO C. DETERMINACIÓN DE AZUFRE TOTAL EN UNA MUESTRA DE MINERAL MEDIANTE EL METODO ESCHKA

Resumen del método

Una muestra de mineral de granulometría fina, se mezcla con la mezcla Eschka y esta es colocada en un crisol de porcelana, este es colocado en una mufla a una temperatura de 1100 °C con el fin de lograr la fusión de la muestra, el producto es lavado y filtrado; posteriormente se adiciona cloruro de bario para precipitar el azufre presente en la muestra como sulfato de bario.

Reactivos

Solución de cloruro de bario (100g/L)

Mezcla Eschka: 2 partes en peso de MgO con 1 parte en peso de Na₂CO₃

Indicador metil naranja (2g/L)

Solución saturada de carbonato de sodio (Na₂CO₃) (22g/ml)

Solución de nitrato de plata 0,1N

Equipos y materiales

Balanza

Balanza analítica

Horno mufla

Crisoles de porcelana

Pinzas

Plancha de calentamiento

Vasos de precipitado

Bureta

Embudos

Papel de filtro

Procedimiento

1. Mezclar completamente 0,5 gramos de la muestra con 1 gramo de la mezcla Eschka y transferirlo a un crisol de porcelana.
2. Colocar el crisol dentro de la mufla e ir aumentando la temperatura gradualmente la temperatura hasta llegar a a 900°C, mantener la muestra durante 1 hora hasta lograr la fusión del mineral.
3. Remover el crisol de la mufla, vaciar su contenido en un vaso de precipitado de 200 ml, adicionar 100 ml de agua destilada caliente, revolver durante 5 o

10 minutos, decantar la solución y filtrar; realizar 3 lavados seguidos y recoger la solución de lavado.

4. Colocar 250 ml de la solución de lavado dentro de un vaso de precipitado, agregar 2 o 3 gotas de indicador metil naranja y neutralizar la solución con solución saturada de carbonato de sodio; por último adicionar 1 ml de HCl (1:9).
5. Colocar el vaso de precipitado en una plancha de calentamiento permitir que la solución llegue al punto de ebullición y agregar 10 ml de solución de cloruro de bario, dejar hervir la solución durante 15 minutos.
6. Dejar reposar la solución durante dos horas o toda la noche, posteriormente, filtrar la solución en papel de filtro libre de ceniza, lavar con agua destilada caliente.
7. En un vidrio reloj recoger gotas de la solución filtrante y adicionar 1 gota de nitrato de plata para detectar la presencia de cloruros (color blanco opalescente). Realizar 3 o 4 lavados.
8. Colocar el papel de filtro con el precipitado dentro de un crisol e introducirlo dentro de una mufla a 800°C.
9. Realizar el mismo procedimiento para la determinación del azufre en los reactivos (Blanco), solo se utilizarán los reactivos utilizados para la preparación de la mezcla Eschka.
10. Pesarse el sulfato de bario y determinar el porcentaje de azufre por medio de la siguiente fórmula:

$$\%S = \frac{(A-B) \cdot 13,738}{C}$$

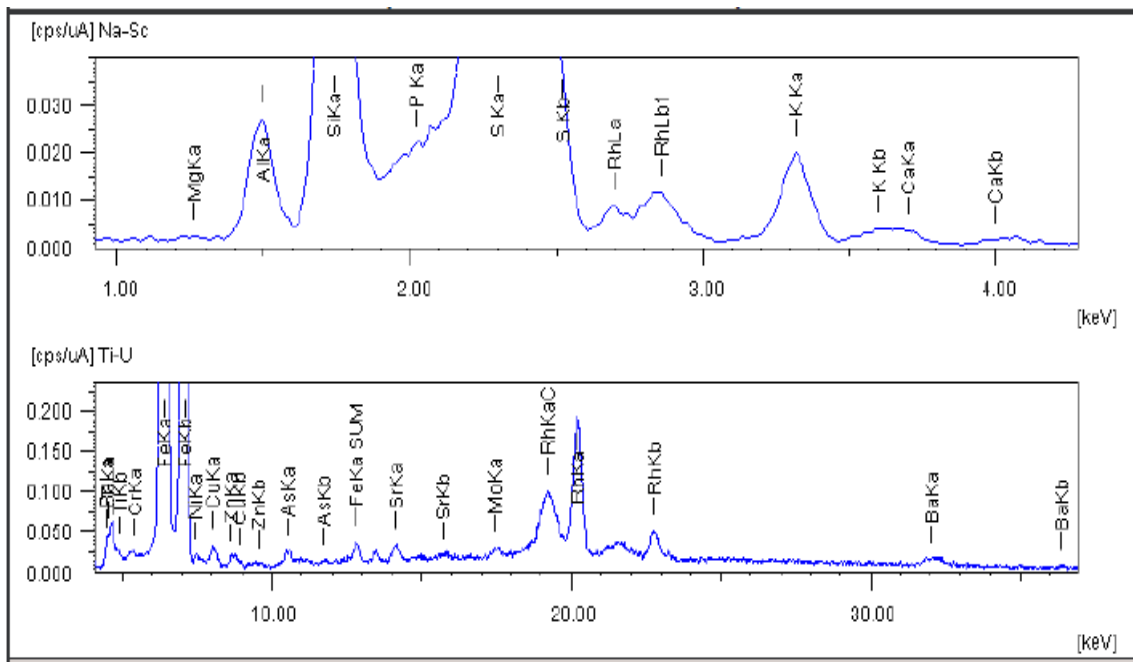
Donde,

A= gramos de BaSO₄ precipitados

B= gramos de BaSO₄ corregidos (Blanco)

C= gramos de muestra usada

ANEXO D. ESPECTRO DE FLUORESCENCIA DE RAYOS-X



ANEXO E. RESULTADOS DE LA TITULACION CON NaOH

TOSTACION CLORURANTE A 550°C

malla -60 +80Ty

Tiempo (min)	Alícuota (L)	NaOH (L)	[H ₂ SO ₄] (M)	n° alícuota	S (gr) alícuota	n° Solución	s (gr) solución	S total (gr)
0	0	0	0	0	0	0	0	0
2	0,0080	0,0003	0,0004	0,000003	0,0001	0,0002	0,0060	0,0060
5	0,0080	0,0004	0,0005	0,000004	0,0001	0,0002	0,0078	0,0078
10	0,0078	0,0008	0,0010	0,000008	0,0003	0,0005	0,0158	0,0158
15	0,0078	0,0009	0,0011	0,0000085	0,0003	0,0005	0,0164	0,0164
20	0,0080	0,0009	0,0012	0,0000092	0,0003	0,0005	0,0169	0,0169
30	0,0076	0,0015	0,0020	0,000015	0,0005	0,0009	0,0284	0,0284
40	0,0079	0,0025	0,0032	0,000025	0,0008	0,0014	0,0446	0,0446
50	0,0079	0,0034	0,0043	0,000034	0,0011	0,0019	0,0592	0,0592
60	0,0079	0,0036	0,0046	0,000036	0,0012	0,0019	0,0612	0,0612

malla -80 +100Ty

Tiempo (min)	Alícuota (L)	NaOH (L)	[H ₂ SO ₄] (M)	n° alícuota	S (gr) alícuota	n° Solución	s (gr) solución	S total (gr)
0	0	0	0	0	0	0	0	0
2	0,0076	0,0003	0,0004	0,000003	0,0001	0,0002	0,0063	0,0064
5	0,0078	0,0007	0,0009	0,000007	0,0002	0,0004	0,0141	0,0143
10	0,0076	0,003	0,0039	0,00003	0,0010	0,0019	0,0606	0,0616
15	0,0078	0,0036	0,0046	0,000036	0,0012	0,0022	0,0694	0,0706
20	0,0078	0,0046	0,0059	0,000046	0,0015	0,0027	0,0868	0,0883
30	0,0078	0,0062	0,0079	0,000062	0,0020	0,0036	0,1145	0,1164
40	0,0078	0,0064	0,0082	0,000064	0,0020	0,0036	0,1155	0,1176
50	0,0076	0,0065	0,0086	0,000065	0,0021	0,0037	0,1177	0,1198
60	0,0076	0,0067	0,0088	0,000067	0,0021	0,0037	0,1185	0,1206

malla -100 +200Ty

Tiempo (min)	Alicuota (L)	NaOH (L)	[H2SO4] (M)	n° alicuota	S (gr) alicuota	n° Solución	s (gr) solución	S total (gr)
0	0	0	0	0	0	0	0	0
2	0,0075	0,0004	0,0005	0,000004	0,0001	0,0003	0,0085	0,0087
5	0,0078	0,0005	0,0006	2,59615E-07	8,30769E-06	0,0003	0,0090	0,0091
10	0,0076	0,0007	0,0009	6,44737E-07	2,06316E-05	0,0004	0,0141	0,0142
15	0,0078	0,0015	0,0019	2,88462E-06	9,23077E-05	0,0009	0,0289	0,0290
20	0,0079	0,0027	0,0034	9,22785E-06	0,000295291	0,0016	0,0503	0,0506
30	0,0065	0,0032	0,0049	1,57538E-05	0,000504123	0,0022	0,0709	0,0714
40	0,0078	0,0047	0,0060	2,83205E-05	0,000906256	0,0027	0,0848	0,0857
50	0,0077	0,0051	0,0066	3,37792E-05	0,001080935	0,0028	0,0911	0,0922
60	0,0078	0,0053	0,0068	3,60128E-05	0,00115241	0,0029	0,0913	0,0925

TOSTACION CLORURANTE A 650°C

malla -60 +80Ty

Tiempo (min)	Alicuota (L)	NaOH (L)	[H2SO4] (M)	n° alicuota	S (gr) alicuota	n° Solución	s (gr) solución	S total (gr)
0	0	0	0	0	0	0	0	0
2	0,0076	0,001	0,0013	0,00001	0,0003	0,0007	0,0211	0,0214
5	0,0075	0,0014	0,0019	0,000014	0,0004	0,0009	0,0293	0,0297
10	0,0076	0,0018	0,0024	0,000018	0,0006	0,0011	0,0364	0,0370
15	0,0077	0,0022	0,0029	0,000022	0,0007	0,0013	0,0430	0,0437
20	0,0076	0,0030	0,0039	0,00003	0,0010	0,0018	0,0581	0,0591
30	0,0076	0,0041	0,0054	0,000041	0,0013	0,0024	0,0777	0,0790
40	0,0076	0,0045	0,0059	0,000045	0,0014	0,0026	0,0834	0,0848
50	0,0077	0,0046	0,0060	0,000046	0,0015	0,0026	0,0822	0,0837
60	0,0076	0,0050	0,0066	0,00005	0,0016	0,0028	0,0884	0,0900

malla -80+100 Ty

Tiempo (min)	Alicuota (L)	NaOH (L)	[H2SO4] (M)	n° alicuota	S (gr) alicuota	n° Solución	s (gr) solución	S total (gr)
0	0	0	0	0	0	0	0	0
2	0,0075	0,0035	0,0047	0,00004	0,0011	0,0023	0,0747	0,0758
5	0,0075	0,0038	0,0051	0,000038	0,0012	0,0025	0,0794	0,0807

10	0,0077	0,0041	0,0053	0,000041	0,0013	0,0026	0,0818	0,0831
15	0,0078	0,0043	0,0055	0,000043	0,0014	0,0026	0,0829	0,0843
20	0,0077	0,0046	0,0060	0,000046	0,0015	0,0027	0,0879	0,0894
30	0,0077	0,0050	0,0065	0,00005	0,0016	0,0029	0,0935	0,0951
40	0,0078	0,0052	0,0067	0,000052	0,0017	0,0029	0,0939	0,0955
50	0,0079	0,0056	0,0071	0,000056	0,0018	0,0030	0,0975	0,0993
60	0,0078	0,0057	0,0073	0,000057	0,0018	0,0031	0,0982	0,1000

mallá -100+200 Ty

Tiempo (min)	Alicuota (L)	NaOH (L)	[H ₂ SO ₄] (M)	n° alicuota	S (gr) alicuota	n° Solucion	s (gr) solución	S total (gr)
0	0	0	0	0	0	0	0	0
2	0,0073	0,0021	0,0029	0,000021	0,0007	0,0014	0,0460	0,0467
5	0,0077	0,0021	0,0027	0,000021	0,0007	0,0013	0,0428	0,0434
10	0,0076	0,002	0,0026	0,00002	0,0006	0,0013	0,0404	0,0411
15	0,0078	0,0018	0,0023	0,000018	0,0006	0,0011	0,0347	0,0353
20	0,0077	0,0017	0,0022	0,000017	0,0005	0,0010	0,0325	0,0330
30	0,0077	0,0017	0,0022	0,000017	0,0005	0,0010	0,0318	0,0323
40	0,0074	0,0016	0,0022	0,000016	0,0005	0,0010	0,0304	0,0310
50	0,0077	0,0017	0,0022	0,000017	0,0005	0,0009	0,0304	0,0309
60	0,008	0,0017	0,0021	0,000017	0,0005	0,0009	0,0286	0,0291

TOSTACION CLORURANTE A 750°C

mallá -60 +80Ty

Tiempo (min)	Alicuota (L)	NaOH (L)	[H ₂ SO ₄] (M)	n° alicuota	S (gr) alicuota	n° Solucion	s (gr) solución	S total (gr)
0	0	0	0	0	0	0	0	0
2	0,0076	0,003	0,0039	0,00003	0,00096	0,0020	0,0632	0,0641
5	0,0078	0,0033	0,0042	0,000033	0,001056	0,0021	0,0663	0,0674
10	0,0078	0,0034	0,0044	0,000034	0,001088	0,0021	0,0670	0,0680
15	0,0078	0,0035	0,0045	0,000035	0,00112	0,0021	0,0675	0,0686
20	0,0078	0,0036	0,0046	0,000036	0,001152	0,0021	0,0679	0,0691
30	0,0078	0,004	0,0051	0,00004	0,00128	0,0023	0,0738	0,0751

40	0,0078	0,0041	0,0053	0,000041	0,001312	0,0023	0,0740	0,0753
50	0,0078	0,0044	0,0056	0,000044	0,001408	0,0024	0,0776	0,0790
60	0,0078	0,0047	0,0060	0,000047	0,001504	0,0025	0,0810	0,0825

mallá -80 +100Ty

Tiempo (min)	Alicuota (L)	NaOH (L)	[H ₂ SO ₄] (M)	n° alicuota	S (gr) alicuota	n° Solucion	s (gr) solución	S total (gr)
0	0	0	0	0	0	0	0	0
2	0,0076	0,0015	0,0020	0,000015	0,00048	0,0010	0,0316	0,0321
5	0,0076	0,002	0,0026	0,00002	0,00064	0,0013	0,0413	0,0419
10	0,0076	0,0021	0,0028	0,000021	0,000672	0,0013	0,0424	0,0431
15	0,0074	0,0022	0,0030	0,000022	0,000704	0,0014	0,0447	0,0454
20	0,0077	0,003	0,0039	0,00003	0,00096	0,0018	0,0574	0,0583
30	0,0076	0,0037	0,0049	0,000037	0,001184	0,0022	0,0701	0,0713
40	0,0076	0,0045	0,0059	0,000045	0,00144	0,0026	0,0834	0,0848
50	0,0076	0,0048	0,0063	0,000048	0,001536	0,0027	0,0869	0,0884
60	0,0076	0,005	0,0066	0,00005	0,0016	0,0028	0,0884	0,0900

mallá -100 +200Ty

Tiempo (min)	Alicuota (L)	NaOH (L)	[H ₂ SO ₄] (M)	n° alicuota	S (gr) alicuota	n° Solucion	s (gr) solución	S total (gr)
0	0	0	0	0	0	0	0	0
2	0,0077	0,0015	0,0019	0,000015	0,00048	0,0010	0,0312	0,0316
5	0,0077	0,002	0,0026	0,00002	0,00064	0,0013	0,0407	0,0414
10	0,0078	0,0028	0,0036	0,000028	0,000896	0,0017	0,0551	0,0560
15	0,0078	0,003	0,0038	0,00003	0,00096	0,0018	0,0578	0,0588
20	0,0077	0,0031	0,0040	0,000031	0,000992	0,0019	0,0593	0,0603
30	0,0077	0,0035	0,0045	0,000035	0,00112	0,0020	0,0655	0,0666
40	0,0077	0,0036	0,0047	0,000036	0,001152	0,0021	0,0658	0,0670
50	0,0077	0,0037	0,0048	0,000037	0,001184	0,0021	0,0661	0,0673
60	0,0076	0,0038	0,0050	0,000038	0,001216	0,0021	0,0672	0,0684

**ANEXO F. CONCENTRACIÓN DE AZUFRE PARA CADA UNA DE LAS GRANULOMETRÍAS Y
TEMPERATURAS ESTUDIADAS.**

Malla: -60+80Ty Temperatura: 550°C

Tiempo (s)	Peso inicial S (g)	Peso final S (g)	S sin reaccionar (g)	n S a t, peso final	n Na ₂ SO ₄	S en Na ₂ SO ₄ (g)	n SO ₂	S en SO ₂ (g)	Peso Na ₂ SO ₄ (g)	[S] _i (mol/cm ³) CAo	[S] (mol/cm ³) CA	n S sin reaccionar	XA (mol)	n Si
120	0,186	0,18	0,174	0,0056	0,0002	0,006	0,0002	0,006	0,0266	0,061	0,0593	0,0054	0,0323	0,0058
300	0,186	0,178	0,170	0,0056	0,0002	0,0078	0,0002	0,0078	0,0348	0,061	0,0587	0,0053	0,0422	0,0058
600	0,186	0,170	0,154	0,0053	0,0005	0,0158	0,0005	0,0158	0,0699	0,061	0,0561	0,0048	0,0847	0,0058
900	0,186	0,170	0,153	0,0053	0,0005	0,0164	0,0005	0,0164	0,0727	0,061	0,0559	0,0048	0,0881	0,0058
1200	0,186	0,169	0,152	0,0053	0,0005	0,0169	0,0005	0,0169	0,0751	0,061	0,0557	0,0048	0,0910	0,0058
1800	0,186	0,158	0,129	0,0049	0,0009	0,0284	0,0009	0,0284	0,1261	0,061	0,0519	0,0040	0,1528	0,0058

Malla: -80+100 Ty Temperatura: 550°C

Tiempo (s)	Peso inicial S (g)	peso final S (g)	S sin reaccionar (g)	n S a t, peso final	n Na ₂ SO ₄	S en Na ₂ SO ₄ (g)	n SO ₂	S en SO ₂ (g)	Peso Na ₂ SO ₄ (g)	[S] _i (mol/cm ³) CAo	[S] (mol/cm ³) CA	n S sin reaccionar	XA (mol)	n Si
120	0,186	0,1797	0,1734	0,00562	0,0002	0,0063	0,0002	0,0063	0,0280	0,061	0,0592	0,0054	0,0340	0,0058
300	0,186	0,1719	0,1579	0,00537	0,0004	0,0141	0,0004	0,0141	0,0624	0,061	0,0566	0,0049	0,0757	0,0058
600	0,186	0,1254	0,0647	0,00392	0,0019	0,0606	0,0019	0,0606	0,2691	0,061	0,0413	0,0020	0,3260	0,0058
900	0,186	0,1166	0,0472	0,00364	0,0022	0,0694	0,0022	0,0694	0,3080	0,061	0,0384	0,0015	0,3732	0,0058
1200	0,186	0,0992	0,0124	0,00310	0,0027	0,0868	0,0027	0,0868	0,3852	0,061	0,0327	0,0004	0,4667	0,0058
1800	0,186	0,0715	-0,0429	0,00224	0,0036	0,1145	0,0036	0,1145	0,5079	0,061	0,0236	-0,0013	0,6154	0,0058

Malla: -100+200Ty temperatura: 550°C

Tiempo (s)	Peso inicial S (g)	Peso final S (g)	S sin reaccionar (g)	n S a t, peso final	n Na ₂ SO ₄	S en Na ₂ SO ₄ (g)	n SO ₂	S en SO ₂ (g)	Peso Na ₂ SO ₄ (g)	[S] _i (mol/cm ³) CAo	[S] (mol/cm ³) CA	n S sin rxar	XA (mol)	n Si
120	0,186	0,1775	0,1689	0,0055	0,0003	0,00853	0,0003	0,0085	0,0379	0,061	0,0584	0,0053	0,0459	0,0058
300	0,186	0,1770	0,1679	0,0055	0,0003	0,00905	0,0003	0,0090	0,0401	0,061	0,0583	0,0052	0,0486	0,0058
600	0,186	0,1719	0,1577	0,0054	0,0004	0,01415	0,0004	0,0141	0,0628	0,061	0,0566	0,0049	0,0761	0,0058
900	0,186	0,1571	0,1282	0,0049	0,0009	0,02892	0,0009	0,0289	0,1283	0,061	0,0517	0,0040	0,1555	0,0058
1200	0,186	0,1357	0,0854	0,0042	0,0016	0,05031	0,0016	0,0503	0,2232	0,061	0,0447	0,0027	0,2705	0,0058
1800	0,186	0,1151	0,0442	0,0036	0,0022	0,07089	0,0022	0,0709	0,3146	0,061	0,0379	0,0014	0,3811	0,0058

Malla: -60+80Ty Temperatura: 650°C

Tiempo (s)	Peso inicial S (g)	Peso final S (g)	S sin reaccionar (g)	n S a t, peso final	n Na ₂ SO ₄	S en Na ₂ SO ₄ (g)	n SO ₂	S en SO ₂ (g)	Peso Na ₂ SO ₄ (g)	[S] _i (mol/cm ³) CAo	[S] (mol/cm ³) CA	n S sin rxar	XA (mol)	n Si
120	0,186	0,1649	0,1439	0,0052	0,0007	0,0211	0,0007	0,0211	0,0934	0,061	0,0543	0,0045	0,1132	0,0058
300	0,186	0,1567	0,1275	0,0049	0,0009	0,0293	0,0009	0,0293	0,1299	0,061	0,0516	0,0040	0,1574	0,0058
600	0,186	0,1496	0,1132	0,0047	0,0011	0,0364	0,0011	0,0364	0,1614	0,061	0,0493	0,0035	0,1956	0,0058
900	0,186	0,1430	0,1001	0,0045	0,0013	0,0430	0,0013	0,0430	0,1907	0,061	0,0471	0,0031	0,2310	0,0058
1200	0,186	0,1279	0,0698	0,0040	0,0018	0,0581	0,0018	0,0581	0,2578	0,061	0,0421	0,0022	0,3124	0,0058

Malla: -80+100 Ty Temperatura: 650°C

Tiempo (s)	Peso inicial S (g)	Peso final S (g)	S sin reaccionar (g)	n S a t, peso final	n Na ₂ SO ₄	S en Na ₂ SO ₄ (g)	n SO ₂	S en SO ₂ (g)	Peso Na ₂ SO ₄ (g)	[S] _i (mol/cm ³) CAo	[S] (mol/cm ³) CA	n S sin rxar	XA (mol)	n Si
120	0,186	0,1113	0,0367	0,0035	0,0023	0,0747	0,0023	0,0747	0,3313	0,061	0,0367	0,0011	0,4014	0,0058
300	0,186	0,1066	0,0271	0,0033	0,0025	0,0794	0,0025	0,0794	0,3525	0,061	0,0351	0,0008	0,4271	0,0058
600	0,186	0,1042	0,0224	0,0033	0,0026	0,0818	0,0026	0,0818	0,3629	0,061	0,0343	0,0007	0,4397	0,0058
900	0,186	0,1031	0,0202	0,0032	0,0026	0,0829	0,0026	0,0829	0,3679	0,061	0,0339	0,0006	0,4458	0,0058
1200	0,186	0,0981	0,0101	0,0031	0,0027	0,0879	0,0027	0,0879	0,3902	0,061	0,0323	0,0003	0,4728	0,0058

Malla: -100+200 Ty Temperatura: 650°C

Tiempo (s)	Peso inicial S (g)	Peso final S (g)	S sin reaccionar (g)	n S a t, peso final	n Na ₂ SO ₄	S en Na ₂ SO ₄ (g)	n SO ₂	S en SO ₂ (g)	Peso Na ₂ SO ₄ (g)	[S] _i (mol/cm ³) CAo	[S] (mol/cm ³) CA	n S sin reaccionar	XA (mol)	n Si
120	0,186	0,1400	0,0939	0,0044	0,0014	0,0460	0,0014	0,0460	0,2042	0,061	0,0461	0,0029	0,2475	0,0058
300	0,186	0,1432	0,1005	0,0045	0,0013	0,0428	0,0013	0,0428	0,1898	0,061	0,0472	0,0031	0,2299	0,0058
600	0,186	0,1456	0,1052	0,0045	0,0013	0,0404	0,0013	0,0404	0,1794	0,061	0,0479	0,0033	0,2173	0,0058
900	0,186	0,1513	0,1166	0,0047	0,0011	0,0347	0,0011	0,0347	0,1540	0,061	0,0498	0,0036	0,1866	0,0058
1200	0,186	0,1535	0,1210	0,0048	0,0010	0,0325	0,0010	0,0325	0,1442	0,061	0,0505	0,0038	0,1747	0,0058

Malla: -60+80 Ty Temperatura: 750°C

Tiempo (s)	Peso inicial S (g)	Peso final S (g)	S sin reaccionar (g)	n S a t, peso final	n Na ₂ SO ₄	S en Na ₂ SO ₄ (g)	n SO ₂	S en SO ₂ (g)	Peso Na ₂ SO ₄ (g)	[S] _i (mol/cm ³) CAo	[S] (mol/cm ³) CA	n S sin rxar	XA (mol)	n Si
120	0,186	0,1228	0,0597	0,0038	0,0020	0,0632	0,0020	0,0632	0,2803	0,061	0,0405	0,0019	0,3396	0,0058
300	0,186	0,1197	0,0533	0,0037	0,0021	0,0663	0,0021	0,0663	0,2944	0,061	0,0394	0,0017	0,3567	0,0058
600	0,186	0,1190	0,0521	0,0037	0,0021	0,0670	0,0021	0,0670	0,2971	0,061	0,0392	0,0016	0,3600	0,0058
900	0,186	0,1185	0,0510	0,0037	0,0021	0,0675	0,0021	0,0675	0,2995	0,061	0,0390	0,0016	0,3628	0,0058
1200	0,186	0,1181	0,0501	0,0037	0,0021	0,0679	0,0021	0,0679	0,3015	0,061	0,0389	0,0016	0,3653	0,0058
1800	0,186	0,1122	0,0383	0,0035	0,0023	0,0738	0,0023	0,0738	0,3277	0,061	0,0369	0,0012	0,3970	0,0058

Malla: -80+100 Ty Temperatura: 750°C

Tiempo (s)	Peso inicial S (g)	Peso final S (g)	S sin reaccionar (g)	n S a t, peso final	n Na ₂ SO ₄	S en Na ₂ SO ₄ (g)	n SO ₂	S en SO ₂ (g)	Peso Na ₂ SO ₄ (g)	[S] _i (mol/cm ³) CAo	[S] (mol/cm ³) CA	n S sin rxar	XA (mol)	n Si
120	0,186	0,1544	0,1228	0,0048	0,0010	0,0316	0,0010	0,0316	0,1401	0,061	0,0509	0,0038	0,1698	0,0058
300	0,186	0,1447	0,1035	0,0045	0,0013	0,0413	0,0013	0,0413	0,1831	0,061	0,0477	0,0032	0,2218	0,0058
600	0,186	0,1436	0,1011	0,0045	0,0013	0,0424	0,0013	0,0424	0,1883	0,061	0,0473	0,0032	0,2282	0,0058
900	0,186	0,1413	0,0966	0,0044	0,0014	0,0447	0,0014	0,0447	0,1984	0,061	0,0465	0,0030	0,2404	0,0058

1200	0,186	0,1286	0,0713	0,0040	0,0018	0,0574	0,0018	0,0574	0,2545	0,061	0,0424	0,0022	0,3083	0,0058
1800	0,186	0,1159	0,0458	0,0036	0,0022	0,0701	0,0022	0,0701	0,3111	0,061	0,0382	0,0014	0,3769	0,0058

Malla: -100+200 Ty Temperatura: 750°C

Tiempo (s)	Peso inicial S (g)	Peso final S (g)	S sin reaccionar (g)	n S a t, peso final	n Na ₂ SO ₄	S en Na ₂ SO ₄ (g)	n SO ₂	S en SO ₂ (g)	Peso Na ₂ SO ₄ (g)	[S] _i (mol/cm ³) CA _o	[S] (mol/cm ³) CA	n S sin rxar	XA (mol)	n Si
120	0,186	0,1548	0,1237	0,0048	0,0010	0,0312	0,0010	0,0312	0,1383	0,061	0,0510	0,0039	0,1676	0,0058
300	0,186	0,1453	0,1045	0,0045	0,0013	0,0407	0,0013	0,0407	0,1807	0,061	0,0478	0,0033	0,2190	0,0058
600	0,186	0,1309	0,0757	0,0041	0,0017	0,0551	0,0017	0,0551	0,2447	0,061	0,0431	0,0024	0,2964	0,0058
900	0,186	0,1282	0,0703	0,0040	0,0018	0,0578	0,0018	0,0578	0,2567	0,061	0,0422	0,0022	0,3110	0,0058
1200	0,186	0,1267	0,0675	0,0040	0,0019	0,0593	0,0019	0,0593	0,2630	0,061	0,0417	0,0021	0,3186	0,0058
1800	0,186	0,1205	0,0551	0,0038	0,0020	0,0655	0,0020	0,0655	0,2905	0,061	0,0397	0,0017	0,3519	0,0058