

**TOSTACIÓN CLORURANTE DE UN MINERAL AURÍFERO SULFURADO COMO ALTERNATIVA  
PARA DISMINUIR SU REFRACTARIEDAD A LA CIANURACIÓN**

**JAIME REMOLINA CASTRILLON**

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

**2011**

**TOSTACIÓN CLORURANTE DE UN MINERAL AURÍFERO SULFURADO COMO ALTERNATIVA  
PARA DISMINUIR SU REFRACTARIEDAD A LA CIANURACIÓN**

**JAIME REMOLINA CASTRILLON**

**Trabajo de Grado Para optar por el título de  
Ingeniero Metalúrgico.**

**Director:**

**PhD.DIC.Ing. GUSTAVO NEIRA ARENAS**

**Profesor de la Escuela de Ing. Metalúrgica y Ciencia de Materiales**

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

**2011**

## AGRADECIMIENTOS

Para mí Jaime Remolina Castrillon esta es una de las metas más importantes que he trazado para realizar en mi vida y estoy seguro que es un gran paso para gigantes y excelentes cosas que están por venir, por eso en este proyecto quiero expresar mi total gratitud a:

*La Universidad Industrial de Santander y la escuela de ingeniería metalúrgica y ciencia de los materiales* por brindarme la formación académica excelente y ayudar a crecer en la formación integral como ser humano, con todo el talento que tienen tanto sus profesores como todas las personas que allí trabajan en beneficio de un mejor futuro.

Al grupo de investigación en Minerales, Biohidrometalurgia y Ambiente, **GIMBA**.

Un especial agradecimiento al *Dr. Gustavo Neira Arenas* por su apoyo invaluable e incondicional a pesar de la distancia, por sus conocimientos, por depositar su apoyo en la dirección de este proyecto, y creer en mí para el desarrollo del mismo.

A Mario Navarrete, Javier Gaitán, Ambrosio Carrillo, y todas las personas que colaboraron para el desarrollo de esta investigación.

*El eterno agradecimiento a Dios por todas las bendiciones que he recibido, una más es el feliz término de esta etapa universitaria.*

*A mi madre Belcy Castrillon por enseñarme el valor de la honestidad y su ejemplo de trabajo*

*A mi padre Jaime Remolina por su enseñarme el valor de la responsabilidad*

*A mis hermanos Wendy y Edinson.*

*A toda mi familia desde mis abuelos, hasta el más joven de los integrantes.*

*Ellos han sido unos pilares firmes para mi crecimiento personal y profesional.*

*Al profesor Gustavo Neira Arenas por sus valiosas enseñanzas en el área de la metalurgia extractiva y medio ambiente.*

*A los profesores que hicieron parte de mi crecimiento académico y a los que no también muchas gracias.*

*A mis amigos Juan Carlos Amaya, Fabián Molina, Rafael Ardila, Mauricio Duran, Yurani Acosta, Mauricio Macabeo, Michael Rivaldo, Daniel pinto, Claudia Bustamante, Mauro Percovich, Lisardo Vargas, Daren Rodríguez, John Rey, Leidy Díaz, Nelson Venegas, Oscar Piña, Cesar Castellanos, Daniel Plata, Orlando Serrano, entre otras personas que pasamos momentos para no olvidar en todo eso que hace parte de la vida como estudiante universitario, a todos ellos mis más sinceros afectos.*

*Un metalurgista debe ser un excelente aprendiz en todo y un fenomenal maestro de algo*

*Jaime*

## CONTENIDO

	Pág.
<b>INTRODUCCIÓN</b>	15
<b>1.OBJETIVOS</b>	16
<b>2. MARCO TEÓRICO</b>	17
<b>2.1. MINERALES DE ORO</b>	17
2.1.1. Yacimientos de oro	15
2.1.2. Mineralogía de las menas auríferas	18
2.1.3. Clasificación de los minerales de oro	18
2.1.4. Minerales refractarios de oro	23
<b>2.2. PROCESAMIENTO DE MINERALES DE ORO</b>	25
2.2.1. Explotación de minerales auríferos	25
2.2.1.1. Dragado	25
2.2.1.2. Cielo abierto	26
2.2.1.3. Subterráneo de túneles	26
2.2.2. Beneficio y tratamiento de minerales auríferos	26
2.2.2.1. Beneficio	26
2.2.2.2. Trituración	27
2.2.2.3. Molienda	28
2.2.3. Concentración	29
2.2.4. Tratamientos para disminuir la refractariedad de un mineral de oro	29
2.2.4.1. Tostación	29
2.2.4.2. Método de tostación clorurante	29
2.2.4.3. Oxidación a presión	30
2.2.4.4. Biooxidación	31
2.2.4.5. Cloruración	31
2.2.5. Tecnología de la Tostación de minerales de oro	32
2.2.5.1. Historia de la tecnología de la tostación de minerales de oro en horno de lecho fluidizado	32

2.2.5.2.	Clasificación de sistemas de hornos fluidizados	33
2.2.5.3.	Comportamiento de hornos de lecho fluidizado existentes, calcinadores de oro	33
2.2.5.4.	Estudios actuales a nivel mundial de pretratamientos de minerales de oro refractarios	36
2.2.6.	Diagramas de estabilidad termodinámica para el sistema Fe-Cu-S-O	38
2.2.7.	Lixiviación por cianuración	39
2.2.7.1.	Proceso de cianuración de minerales de oro	40
2.2.7.2.	Cinética de la cianuración de oro	40
2.2.7.3.	Lixiviación de diagnóstico de menas auríferas	43
<b>3.</b>	<b>METODOLOGÍA DE TRABAJO</b>	<b>44</b>
3.1.	Documentación, clasificación y análisis del material bibliográfico	45
3.2.	Determinación de variables, realización y ejecución de diseño experimental	45
3.3.	Caracterización del mineral y determinación de la ley de oro	45
3.4.	Realización de ensayos de cianuración y lixiviación de diagnóstico	46
3.5.	Ensayos de tostación clorurante	47
3.6.	Caracterización de productos de la tostación	48
3.7.	Pruebas de cianuración de los productos de la tostación	49
<b>4.</b>	<b>ANÁLISIS Y REPORTE DE RESULTADOS</b>	<b>50</b>
4.1.	Diagramas de Kellogg para el sistema Fe-S-O	50
4.2.	Resultados de la caracterización del mineral y determinación de la ley del oro	51
4.3.	Análisis de los resultados de la lixiviación de diagnóstico	53
4.4.	Análisis de ensayos de tostación clorurante	54
4.4.1.	Ensayos de tostación en atmósferas de oxígeno industrial	56
4.4.2.	Ensayos de tostación en atmósferas de aire	62
4.4.3.	Influencia de la temperatura sobre la retención de SO <sub>2</sub>	65
4.4.4.	Influencia de la concentración de NaCl sobre la cantidad de SO <sub>2</sub> generado	65
4.4.5.	Influencia de la atmósfera sobre la cantidad de dióxido de azufre generado	66
4.5.	Resultados al mineral producto de la tostación	67
4.6.	Pruebas de cianuración de los productos de tostación	68
4.7.	Resultados de la caracterización e identificación del producto de calcinación	69

<b>5.CONCLUSIONES</b>	<b>74</b>
<b>6.RECOMENDACIONES</b>	<b>75</b>
<b>7.BIBLIOGRAFÍA</b>	<b>76</b>

## LISTADO DE TABLAS

	Pág.
<b>Tabla 1.</b> Clasificación de los minerales de oro	16
<b>Tabla 2.</b> Minerales de oro	17
<b>Tabla 3.</b> Tecnologías de hornos de tostación para menas y minerales concentrados	31
<b>Tabla 4.</b> Datos de proceso y operación para la planta Gidji (Australia)	32
<b>Tabla 5.</b> Datos de proceso y operación para la Planta Cortez (Nevada)	34
<b>Tabla 6.</b> Estudio del procesamiento de minerales del proyecto Kanowna Belle	35
<b>Tabla 7.</b> Energía de formación de complejos	39
<b>Tabla 8.</b> Tipos de tostación y reacciones	41
<b>Tabla 9.</b> Condiciones de lixiviación	45
<b>Tabla 10.</b> Resultados de ensayo al fuego	50
<b>Tabla 11.</b> Resultados ensayo de FRX al mineral concentrado	50
<b>Tabla 12.</b> Parámetros ensayos de tostación	52
<b>Tabla 13.</b> Resultados de opciones de las condiciones de procesamiento	62
<b>Tabla 14.</b> Resultados ensayo al fuego mineral producto de la tostación	65
<b>Tabla 15.</b> Porcentaje de disolución de oro Vs tiempo de lixiviación	66
<b>Tabla 16.</b> Resultados % de óxidos del ensayo de FRX al mineral calcinado	68
<b>Tabla 15.</b> Resultados ensayo de FRX al mineral concentrado	71
<b>Tabla 16.</b> Resultados ensayo de FRX al producto de la tostación	71

## LISTADO DE FIGURAS

	Pág.
<b>Figura 1.</b> Minerales asociados al oro	18
<b>Figura 2.</b> Diferentes tipos de asociaciones de oro con sulfuros minerales	20
<b>Figura 3.</b> Minerales refractarios de oro	22
<b>Figura 4.</b> Oxidación a presión en una autoclave horizontal	28
<b>Figura 5.</b> Diagrama de flujo de la planta Gidji	32
<b>Figura 6.</b> Diagrama de la planta Cortez, Nevada	33
<b>Figura 7.</b> Diagrama de la Planta Newmont CFB Roasting	34
<b>Figura 8.</b> Diagrama de flujo de la planta del proyecto Sansu, Ashanti Goldfields	35
<b>Figura 9.</b> Diagrama de flujo de la planta del proyecto Macraes Gold (Nueva Zelanda)	36
<b>Figura 10.</b> Diagrama de Kellogg sistema Fe-Cu-S-O	37
<b>Figura 11.</b> Secuencia metodología de trabajo	42
<b>Figura 12.</b> Heterogeneidad en los tamaños de las rocas, en muestra de mineral	44
<b>Figura 13.</b> Probetas de mineral en resina epóxica para observar al microscopio	46
<b>Figura 14.</b> Imagen del mineral concentrado sin pretratamiento	46
<b>Figura 15.</b> Imagen del mineral sometido a calentamiento	47
<b>Figura 16.</b> Diagrama de Kellogg para el sistema Fe-O-S a 450°C	48
<b>Figura 17.</b> Diagrama de Kellogg para el sistema Fe-O-S a 600°C	48
<b>Figura 18.</b> Diagrama de Kellogg para el sistema Fe-O-S a 750°C	49
<b>Figura 19.</b> Presencia de pirita asociada a material silíceo, en la mayoría de muestra observada	49
<b>Figura 20.</b> Resultados de la lixiviación de diagnóstico mineral de cabeza	51
<b>Figura 21.</b> Resultados de la lixiviación de diagnóstico mineral concentrado	51
<b>Figura 22.</b> Curvas cantidad de azufre generado por muestras sometidas a 450°C, cilindrooxígeno durante una hora de ensayo	53
<b>Figura 23.</b> Curvas cantidad de azufre generado por muestras sometidas a 600°C, cilindro oxígeno durante una hora de ensayo	53
<b>Figura 24.</b> Curvas cantidad de azufre generado por muestras sometidas a 750°C, cilindro oxígeno durante una hora de ensayo	54
<b>Figura 25.</b> Porcentaje de S retenido Vs tiempo de ensayo, a 450°C con cilindro de O <sub>2</sub>	55
<b>Figura 26.</b> Muestra a 450°C antes y después del tratamiento piro-metalúrgico	56

<b>Figura 27.</b> Porcentaje de S retenido Vs tiempo de ensayo, a 600°C con cilindro de O <sub>2</sub>	57
<b>Figura 28.</b> Muestras a 600°C y 750°C después del tratamiento piro-metalúrgico	58
<b>Figura 29.</b> Porcentaje de S retenido Vs tiempo de ensayo, a 750°C con cilindro de O <sub>2</sub>	59
<b>Figura 30.</b> Porcentaje de S liberado Vs tiempo de ensayo, a 450°C con Aire	60
<b>Figura 31.</b> Porcentaje de S liberado Vs tiempo de ensayo, a 600°C con Aire	60
<b>Figura 32.</b> Porcentaje de S liberado Vs tiempo de ensayo, a 750°C con Aire	61
<b>Figura 33.</b> Muestra a 750°C con 0.0 y 0.5 gramos de NaCl	61
<b>Figura 34.</b> Muestras a 750°C con 1.4 y 2.0 gramos de NaCl	62
<b>Figura 35.</b> Porcentaje de S retenido Vs tiempo a diferentes temperaturas	63
<b>Figura 36.</b> Cantidad de SO <sub>2</sub> Vs Temperaturas	65
<b>Figura 37.</b> Comparación de disolución de oro Vs Tiempo de agitación de la lixiviación con y sin pretratamiento	67
<b>Figura 38.</b> Diagrama de Kellogg para el sistema Fe-O-S	69
<b>Figura 39.</b> Diagrama de predominancia para el sistema Fe-O-S	69
<b>Figura 40.</b> Diagrama de Kellogg para el sistema Na-O-S	70
<b>Figura 41.</b> Diagrama de predominancia para el sistema Na-O-S	70

## **RESUMEN**

### **TÍTULO**

TOSTACIÓN CLORURANTE DE UN MINERAL AURÍFERO SULFURADO COMO ALTERNATIVA PARA DISMINUIR SU REFRACTARIEDAD A LA CIANURACIÓN\*.

### **AUTOR:**

Jaime Remolina Castrillon\*\*.

### **PALABRAS CLAVES:**

Mineral aurífero, Oro, mineral refractario, tostación clorurante, pirita, Sulfuros, cianuración, lixiviación de diagnostico.

### **DESCRIPCIÓN:**

El procesamiento industrial de oro ha estado experimentando cambios, minerales complejos con poli metales y minerales refractarios de oro están siendo procesados, junto con un incremento en la presión para el estricto cumplimiento de estándares medioambientales.

Este proyecto contribuye a la solución de este problema explorando una alternativa de procesamiento en minerales refractarios, especialmente aquellos con refractariedad física por presencia de compuestos sulfurados que encapsulan oro, interfiriendo así en la solubilidad durante la cianuración.

En el desarrollo del estudio fueron sometidas muestras de concentrado de mineral de oro altamente refractario, a un pretratamiento a elevadas temperaturas durante 1 hora en un horno tubular, midiendo el progreso de la generación de SO<sub>2</sub> gaseoso en presencia y ausencia de cloruro de sodio sólido. La aplicabilidad del pretratamiento fue evaluada mediante pruebas a nivel de laboratorio, midiéndose la influencia de variables tales como temperatura, concentración del agente activo NaCl, y la presión parcial de oxígeno sobre el avance de la tostación y posteriormente su efecto sobre la cianuración. Las soluciones de lixiviación fueron analizadas para la determinación de oro mediante espectrofotometría de absorción atómica. Se aplicó fluorescencia de rayos X, al mineral antes y después de la tostación para determinar los posibles cambios mineralógicos debido a la tostación.

Los resultados mostraron que la tostación clorurante aumenta la disolución de oro, debido muy posiblemente al aumento en la cantidad de oro liberado de la matriz sulfurada. Se encontró que después de 40 minutos de tostación, con concentración de NaCl de 0.7 gramos, ocurre la formación de fases estables menos contaminantes, menor cantidad de dióxido de azufre liberado, en la posterior lixiviación por 24 horas, una disolución de oro del 67.5%, lo cual correspondió a un aumento en la disolución del 12.8% con relación al mineral sin tratamiento.

---

\* Investigación

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

## ABSTRACT

### TITLE

CHLORINATION ROASTING OF A SULFIDE AURIFEROUS ORE AS ALTERNATIVE TO DIMINISH THEIR REFRACTORY TO CYANADATION\*.

### AUTHOR:

Jaime Remolina Castrillon\*\*.

### KEYWORDS:

Auriferous ore, Gold, refractory ore, chlorination roasting, pyrite, sulfides, cyanidation, diagnostic leaching.

### DESCRIPTION:

The gold processing industry has been experiencing changes, oxide ores and free-milling become depleted, complex ores polymetallic and refractory ores are being processed, together with an increment in the pressure for a strict execution of the environmental standards.

This project contributes to the solution of problem by exploring alternative of refractory minerals processing, especially those with physical refractoriness presented by the sulfide compounds that encapsulate gold, interfering this way in the solubility to the moment of the cyanuración.

For the development the study were subjected samples of gold ore concentrate highly refractory to a high temperatures pretreatment for 1 hour in a tube furnace, measuring progress in the generation of SO<sub>2</sub> gas in the presence and absence of solid sodium chloride. The applicability of pretreatment was evaluated by means of test at laboratory level, measuring the influence of such variables as temperature, NaCl active agent concentration and partial pressure oxygen on the progress of the roasting and its effect on subsequent cyanidation. The leaching liquors were analyzed for gold by the Atomic Absorption Spectrophotometry. Was applied XRF ore before and after roasting to determine possible mineralogical changes due to roasting.

The results showed that the chlorinating roasting, dissolution of gold increases, most likely due to the increase in the amount of gold released from the sulfur matrix. It was found that after 40 minutes roasting of, with a NaCl concentration 0.7 grams, occurs the formation of stable phases are less polluting, less sulfur dioxide released and the subsequent leaching for 24 hours, 67.5 % of gold was dissolved, which corresponded to an increase in the dissolution of 12.8% in comparison to untreated ore.

---

\* Research

\*\*Physicochemical Engineering Faculty, Metallurgical Engineering and Materials science, Director Ph.D. Gustavo Neira Arenas

## INTRODUCCIÓN

A medida que pasa el tiempo, hay una escasez cada vez mayor de recursos minerales que contengan oro libre, y se hace necesario acudir al beneficio de menas menos simples de procesar, tales como los sulfuros, para obtener este metal valioso. Aunque existe diversidad de procesos que permiten la obtención del oro en estado metálico desde sus minerales, normalmente el procesamiento de los minerales de oro se hace por cianuración, pero los sulfuros presentan serias dificultades debido a la interferencia que presenta la matriz mineral a la acción de la solución lixivante, ya que el oro puede estar íntimamente asociado en forma de minúsculas partículas causándose un fenómeno conocido como refractariedad a la cianuración. Antes de la cianuración, es entonces necesario aplicar un pretratamiento, que puede ser tostación, bioxidación, oxidación a presión entre otros.

Un tratamiento previo que se realiza a estos minerales sulfurados es la tostación; entre las principales dificultades que se presentan en el procesamiento de este tipo de minerales y/o sus concentrados mediante tostación está la liberación de inmensas cantidades de dióxido de azufre debido a que se requiere completar la transformación de la matriz de sulfuro en óxido.

Estos gases producidos tienen gran impacto ambiental, dado que el  $SO_2$  liberado puede formar ácido sulfúrico en presencia de agua o humedad del aire, originando lluvia ácida. Por otra parte, cuando los residuos de sulfuro se depositan a la intemperie, dan lugar a la formación de drenajes ácidos de mina. Cuando esta agua contaminada alcanza los cuerpos del agua, las alteraciones del ecosistema circundante de hecho ocurrirán, la flora y la fauna pueden ser afectadas y los recursos hídricos pueden tornarse dañinos para el consumo humano o los propósitos agrícolas o industriales. También la infiltración del drenaje ácido de la minas puede contaminar suelos y el agua subterránea.

Por lo tanto, se hace necesario identificar métodos de tratamiento para este tipo de minerales, donde se permita obtener o liberar la parte valiosa, pero controlando la formación de especies químicas tóxicas para el ambiente.

Con el fin de un mejoramiento ambiental y tecnológico de los procesos de extracción de oro, en este proyecto se propuso la realización de un proceso de tostación a nivel de laboratorio en presencia de un agente activo (NaCl) que a altas temperaturas promueva la formación de especies químicas más estables de azufre, en forma sólida no contaminante, permita disminuir los niveles de dióxido de azufre  $SO_2$  emitidos durante un posible proceso de tostación de menas sulfuradas de oro, y a la vez disminuya su refractariedad a la cianuración.

Para el trabajo se empleó un mineral de sulfuro altamente refractario de la zona minera de California (Santander) y contó con el respaldo técnico y económico del Grupo de investigación en Minerías, Biohidrometalurgia y Ambiente –GIMBA- de la UIS.

## **1. OBJETIVOS**

### **OBJETIVO GENERAL**

Evaluar la aplicabilidad y analizar las principales variables de la tostación clorurante en presencia de NaCl como una alternativa para disminuir la refractariedad a la cianuración de un mineral aurífero.

### **OBJETIVOS ESPECÍFICOS**

- Realizar pruebas de tostación y tostación clorurante en presencia de NaCl y establecer su efecto en la recuperación de oro por cianuración del mineral tratado.
- Identificar las variables que controlan el proceso de tostación clorurante en presencia de NaCl.
- Identificar las especies químicas y/o fases formadas como resultado del proceso de tostación clorurante.

## 2. MARCO TEÓRICO

### 2.1. MINERALES DE ORO

La industria minera del oro se ven obligada cada vez más a procesar grandes cantidades de material con bajos tenores, esto debido al agotamiento de los depósitos ricos, yes por eso muy importante conocer de qué forma está presente el oro en la corteza terrestre.

#### 2.1.1. Yacimientos de oro

Los yacimientos auríferos se pueden clasificar en dos grandes grupos; primarios y secundarios. En los yacimientos primarios el oro se encuentra dentro una mineralización que encaja en la roca invadiéndola de forma masiva o concentrada en vetas y filones. La partícula de oro se encuentra íntimamente ligada a gangas y menas minerales que dependiendo de su composición tienen una sub-clasificación.

Según su formación, los yacimientos de oro se pueden clasificar de la siguiente manera:

- *Segregaciones magmáticas*: formadas por la consolidación de magmas fundidos.
- *Pegmatitas*: formadas por soluciones ígneo-acuosas resultantes de la diferenciación magmática.
- *Depósitos pirometasomáticos*: formados a temperaturas y presiones altas en las rocas invadidas, cerca de los contactos de intrusivos ígneos, por fluidos térmicos que emanan de las rocas invasoras.
- *Depósitos hipotermales*: son filones y depósitos formados por fluidos térmicos a grandes profundidades a temperaturas y presiones altas.
- *Depósitos mesotermales*: filones y depósitos formados por fluidos térmicos a poca profundidad, a temperaturas y presiones medias.
- *Depósitos epitermales*: filones y depósitos formados por fluidos térmicos a poca profundidad, a temperaturas y presiones relativamente bajas.
- *Depósitos originados por soluciones frías*: formados por agua de origen atmosférico que corren por el suelo y disuelven a su paso los metales de las rocas para su precipitación ulterior.
- *Depósitos sedimentarios*: formado por los procesos de degradación, estos hacen referencia a los placeres de oro.

Los yacimientos secundarios son producto de la erosión que sufren los yacimientos primarios y de su correspondiente transporte por las corrientes fluviales y posterior depósito en forma de aluviones. Así la partícula de oro que se encuentra sin ningún tipo de ganga se le conoce como oro libre.<sup>[1]</sup>

---

<sup>1</sup><http://alerce.pntic.mec.es/elor0008/pages/medulas6.htm>

### 2.1.2. Mineralogía de las menas auríferas [2].

Desde el punto de vista de la cianuración (tratamiento hidrometalúrgico), las menas de oro generalmente se clasifican en los siguientes grupos:

- Menas de óxidos simples que contienen partículas finas de oro nativo, ya sea en cuarzo ó ganga de piedra caliza.
- Menas de sulfuros simples en las que el oro está asociado con pequeñas cantidades de pirita y arsenopirita.
- Material aluvial o placer.
- Menas complejas de metales comunes en las que los metales preciosos son constituyentes importantes desde el punto de vista económico.
- Menas complejas refractarias en las que las especies minerales que contienen oro no son prontamente solubles en cianuro.
- Menas de metales comunes donde los metales preciosos son de menor valor y son subproductos resultantes del procesamiento metalúrgico.

### 2.1.3. Clasificación de los minerales de oro [3].

Los minerales dentro del grupo de un metal, 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, la clasificación común se basa en la estrecha relación existente entre la mineralogía y proceso de tratamiento. La tabla 1, presenta una forma de clasificación de los minerales de oro.

**Tabla 1. Clasificación de los minerales de oro.**

1.	Oro libre
2.	Oro combinado
3.	Oro asociado
	▪ Sulfuros de hierro (pirita, marcasita y pirrotita)
	▪ Sulfuros de arsénico y antimonio (arsenopirita y estibinita)
	▪ Sulfuros de cobre (principalmente calcopirita)
	▪ Otros sulfuros (galena y blenda) y sulfosales
	▪ Óxidos de hierro
	▪ Minerales de uranio
	▪ Minerales carbonaceos y grafiticos
	▪ Silicatos y carbonatos
	▪ Minerales micáceos
	▪ Minerales de manganeso

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

Fuente: instituto tecnológico geominero de España. Minería química, 1991. Pág. 154.

<sup>2</sup> Gallardo, Juan Vargas. Metalurgia del oro y la plata. Editorial San Marcos, 2<sup>da</sup> edición Lima-Perú, 1990.

<sup>3</sup> Delgado, Oscar I. Mendoza, Álvaro A. Activación con molienda mecánica como pretratamiento en la cianuración de metales refractarios de oro.

El oro es el metal más inerte; consecuentemente no hay muchas ocurrencias naturales de compuestos de oro en comparación como las hay con otros metales, la asociación predominante es la de un metal nativo, frecuentemente aleado con plata (ver tabla 2), cuando la plata excede un contenido del 20% la aleación es llamada *electrum*, un término universalmente aceptado<sup>[4]</sup>. Otras aleaciones de oro son raras y generalmente confinadas a minerales específicos, por ejemplo, las dos aleaciones de cobre y oro: aurocuprita [ $Cu_3Au$ ] y tetra-aurocuprita [ $AuCu$ ] son encontrados en alto grado de oro en depósitos de cobre pórvido. Oro aleado con elementos del grupo del platino (PGE) es encontrado en depósitos de minerales de PGE y maldonita [ $Au_2Bi$ ] es más común en depósitos de oro meso termal a alta temperatura. Después de oro nativo y *electrum*, los telururos son los minerales de oro más comunes seguidos por la aurostibita [ $AuSb_2$ ]. La calaverite [ $AuTe_2$ ] y la silvanite [ $(Au, Au)Te_2$ ] son los más comunes comprendidos en los telururos. Un poco las características únicas de los minerales de oro que se separan desde sus otros minerales incluye su gravedad específica, brillo y dureza.<sup>[5]</sup>

Tabla 2: Minerales de oro.

<b>Elementos nativos, compuestos metálicos y aleaciones</b>	
Oro nativo (<20 mol% Ag)	Au
Electrum (20 – 80 mol % Ag)	(Au, Ag)
Oro – Paladio (Porpezita)	(Au, Pd)
Oro – Rodio (Rhodite)	(Au, Rh)
Oro – Iridio	(Au, Ir)
Oro – Platino	(Au, Pt)
Goldamalgam	(Au, Ag)Hg
Weishanite	(Au, Ag) <sub>3</sub> Hg <sub>2</sub>
Maldonite	Au <sub>2</sub> Bi
Auricupride	Cu <sub>3</sub> Au
Tetra-auricupride	AuCu
Hunchinite	Au <sub>2</sub> Pb
Bogdanovite	Au <sub>5</sub> (Cu, Fe) <sub>3</sub> (Te, Pb) <sub>2</sub>
Bezmertnovite	Au <sub>4</sub> Cu(Te, Pb)
<b>Sulfuro/Seleniuros</b>	
Uytenbogaardite	Ag <sub>3</sub> AuS <sub>2</sub>
Fischesserite	Ag <sub>3</sub> AuSe <sub>2</sub>
Petrovskaita	AuAg(S, Se)
<b>Telururos</b>	
Calaverite	AuTe <sub>2</sub>
Krennerite	(Au, Ag)Te <sub>2</sub>
Muthmannite	(Au, Ag)Te
Petzie	Ag <sub>3</sub> AuTe <sub>2</sub>
Sylvanite	(Au, Ag) <sub>2</sub> Te <sub>4</sub>
Kostovite	CuAuTe <sub>4</sub>
Montbrayite	(AuSb) <sub>2</sub> Te <sub>3</sub>
Nagyagite	[Pb(Pb, Sb)S <sub>2</sub> ][Au, Te]
<b>Silicatos/ Otros</b>	
Chlorite <sup>a</sup>	(Mg, Al, Fe) <sub>12</sub> [(Si, Al) <sub>8-20</sub> ](OH) <sub>16</sub>
Auroantimonate	AuSbO <sub>3</sub>

FUENTE: ADVANCES IN GOLD ORE PROCESSING. DEVELOPMENTS IN MINERAL PROCESSING, 2005.Pág. 23

<sup>4</sup><http://www.nr.gov.nl.ca/mines&en/geosurvey/education/gold.stm>

<sup>5</sup>S.L. Chrissyoulis and J. McMullen. Mineralogical investigation of gold ores. Developments in Mineral Processing. Mike D. Adams (Editor) 2005 Pág. 22-23

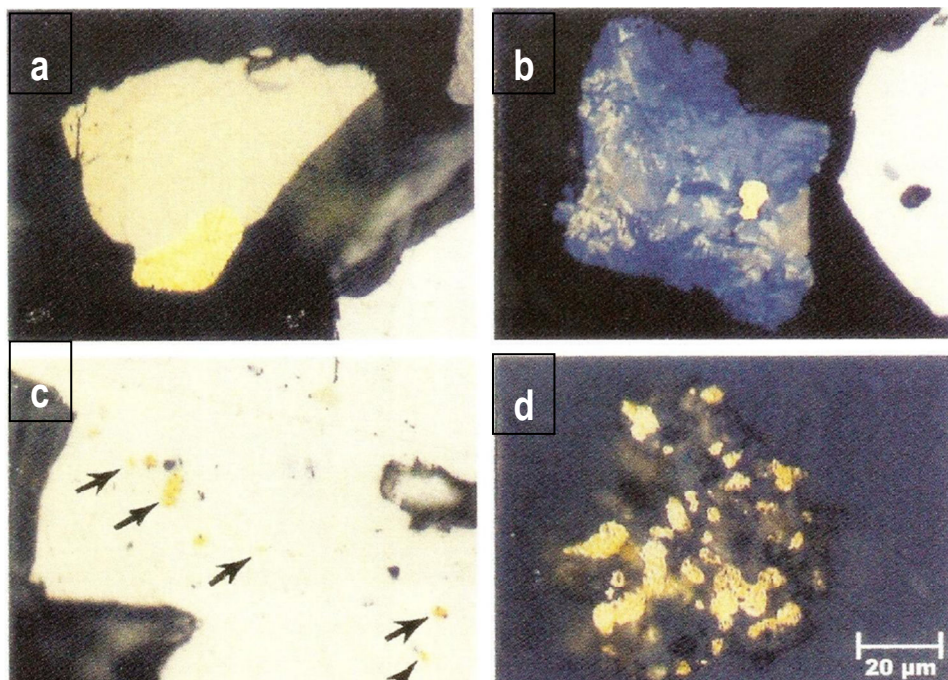
Además de los compuestos de oro listados en la tabla 2, hay tres importantes ocurrencias de oro a nivel submicroscópico que no pueden ser ignorados en el momento de procesamiento considerado para una mena y en la optimización de la etapa de recuperación; son las soluciones sólidas de oro, las partículas de oro de tamaño coloidal y oro unido a superficies.

**Soluciones sólidas de oro:** Las soluciones sólidas de oro hacen referencia al oro que está distribuido atómicamente en la estructura cristalina de minerales sulfurados como la pirita y la arsenopirita, como se puede ver en la figura 1.

**Partículas de oro de tamaño coloidal:** El término Oro Coloidal fue introducido para describir inclusiones discretas de oro en sub micras en minerales sulfurados.

**Oro unido a superficies:** Oro superficial se refiere al oro descubierto sobre la superficie de partículas de mineral, el más clásico ejemplo de oro absorbido sobre las partículas carbonáceas.

**Figura 1.** Minerales asociados al oro: a) oro nativo con bordes, electrum [Au, Ag], b) oro nativo ligado con calcopirita [CuFeS<sub>2</sub>], c) encapsulado en pirita [FeS<sub>2</sub>] y d) cuarzo (estos dos últimos son considerados, en la mayoría de los casos como asociaciones desfavorables)



Fuente: Advances in gold ore processing, developments in mineral processing 2005.

El oro puede presentarse en una serie de asociaciones complejas que requieren pretratamiento de estos minerales, generalmente por procesos oxidantes debido a que el tratamiento directo de cianuración es ineficiente o antieconómico. Las principales asociaciones suceden cuando el oro se encuentra ligado a sulfuros, minerales consumidores de reactivos (pirrotita, arsenopirita, etc.), minerales carbonáceos o combinaciones de los anteriores.

Se define como **oro libre** a las partículas de oro que pueden ser libreadas totalmente de la mena mediante molienda; **oro asociado** a las partículas de oro que están unidas a los límites de grano después de la molienda, pero quedan expuestas a la reacción de los reactivos (cianuro), **oro ocluido o encapsulado**, aquel en el cual las partículas de oro están completamente encerradas dentro de las partículas de minerales, y como oro submicroscópico o diseminado a las partículas que están incluidas en los sulfuros, diseminados en la matriz o están por debajo de los límites de detección de la microscopía óptica.

El oro se puede encontrar asociado a los siguientes minerales ó a una mezcla de ellos:

- **Sulfuros de Hierro**(ver figura 2.): la pirita es el mineral más común que puede llevar el oro asociado, dependiendo de las condiciones de formación del yacimiento. Este oro puede ser liberado por molienda más o menos fina, o estar diseminado como inclusiones en el tamaño de micras, haciendo al mineral refractario a los procesos de tratamientos normales. De gran importancia es el contenido de azufre, el cual aumenta la dificultad de tratamiento con su incremento pudiendo estar asociado el oro a la pirita y/o a la ganga. Un caso particular es el de la pirrotita,  $Fe_{1-x}S$ (X entre 0 y 2), que requiere un tratamiento previo de oxidación y posterior cianuración.
- **Sulfuros de Arsénico y Antimonio**: normalmente se presentan como especies mixtas de pirita y arsenopirita, donde el oro está asociado a los granos de sulfuro de forma finísima, a veces menor a una micra, imposible de detectar por los métodos normales de microscopía.
- **Sulfuros de Cobre**: en la mayoría de los yacimientos, la calcopirita se encuentra asociada con mayor o menor contenido de pirita, y el oro, muy fino, puede estar bordeando o algunas veces incluido en ambas especies. Muchos de los yacimientos de sulfuros de cobre contienen pequeñas cantidades de oro en el orden de partes por millón (ppm).
- **Otros Sulfuros**: algunos de los otros sulfuros con los cuales el oro puede estar asociado son galena, blenda, calcosita, covelina y niquelito.
- **Óxidos de Hierro**: la magnetita y otros óxidos de Hierro secundarios (hematita, goethita, limonita y jarosita) pueden llevar asociaciones de oro. En el caso de los óxidos secundarios es normal que el oro se encuentre finamente diseminado (en micras) y recubierto por finas partículas de arcillas y lamas naturales.
- **Minerales de Uranio**: este tipo de asociaciones entre el oro y los minerales de uranio es frecuente en Sudáfrica. Generalmente, los granos de oro son muy finos y están ocluidos en el mineral (uraninita) y en la ganga silícea, aunque algunas veces pueden ocurrir asociaciones más complejas.
- **Minerales Carbonáceos y Grafíticos**: se conocen como materiales carbonáceos, aquellas menas que contienen carbono, carbón activado o carbón en forma de grafito. La dificultad en el tratamiento de estas menas está en la adsorción del oro disuelto por el material carbonáceo, originando unas precipitaciones prematuras y pérdidas en el proceso de lixiviación.
- **Silicatos y carbonatos**: en estos minerales el oro puede estar ocluido o bordeando los granos. La presencia de sulfuros es escasa y por esta razón, aunque el oro se encuentre finamente diseminado, se obtienen buenas recuperaciones por recuperación convencional.

**Figura 2.** Diferentes tipos de asociaciones de oro con sulfuros minerales.



Fuente: López, María Esperanza. La mineralogía de procesos y su aplicación en la cianuración de minerales auroargentíferos. Tesis de maestría en ingeniería metalúrgica. UIS, 1999, Bucaramanga.

Otra forma de clasificación de los minerales de oro es aquella basada en su refractariedad o baja extracción de oro de sus minerales mediante métodos convencionales, como la concentración gravimétrica o la cianuración.

#### **2.1.4. Minerales refractarios de oro**

Una cantidad significativa de mineral aurífero puede estar asociado con sulfuros y arseniuros, como pirita, pirrotita, arsenopirita, estibinita, galena y minerales de cobre y telurio. La influencia de la presencia de compuestos sulfurados retarda y disminuye la obtención de oro en la etapa de cianuración, el oro está presente en tamaños microscópicos dentro de la matriz de sulfuro la cual no permite que el cianuro entre en contacto con el oro, esto se conoce como refractariedad, dicha refractariedad puede ser de tipo químico y físico, en la figura 3 se puede observar esta clasificación:

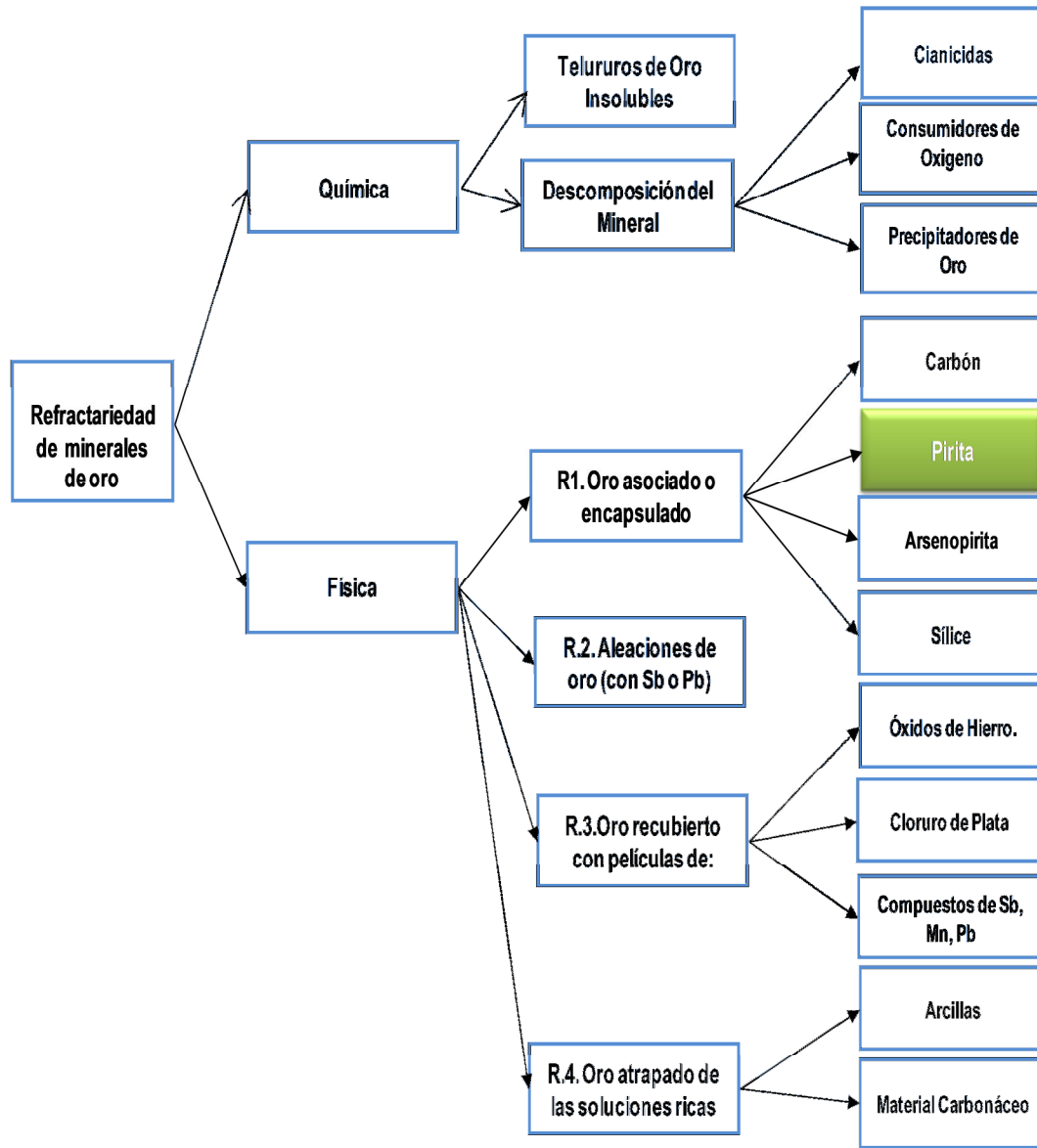
La refractariedad química puede ser ocasionada por:

- Telururos de oro insolubles.
- Componentes cianicidas.
- Consumidores de oxígeno.
- Precipitantes de oro.

El tipo de refractariedad física se puede presentar en minerales que tengan las siguientes condiciones:

- Oro atrapado o encapsulado: en carbón, pirita, arsenopirita.
- Aleaciones de oro con antimonio o plomo
- Oro cubierto con películas de óxidos de hierro, cloruros de plata, compuestos de antimonio, manganeso y plomo.

Figura 3. Minerales Refractarios de Oro.



Fuente: Delgado, Oscar I. Mendoza, Álvaro A. Activación con molienda mecánica como pretratamiento en la cianuración de metales refractarios de oro. Tesis pregrado. UIS, 2006

## **2.2. PROCESAMIENTO DE MINERALES DE ORO.**

El proceso de obtención del oro a partir de sus minerales puede ser efectuado de acuerdo a la naturaleza de las menas por alguno de los siguientes procesos:

Procesos metalúrgicos cuando el oro presente esta libre:

- Cianuración y precipitación con polvos de zinc (Merril-Crowe), fusión y refinación
- Cianuración y absorción con carbón activado, desorción, electro deposición y refinación.
- Gravimetría, amalgamación y refinación.

Procesos metalúrgicos cuando el oro está asociado a sulfuros:

- Flotación, fusión y refinación
- Flotación, bio-lixiviación, adsorción con carbón activado, desorción, electro deposición.
- Combinaciones de amalgamación, concentración gravimétrica, flotación, tostación y cianuración.

### **2.2.1. Explotación de minerales auríferos<sup>[6]</sup>**

La selección del procedimiento de explotación es un factor importante en el procesamiento minero, un método bien escogido conduce a una buena producción y reduce los gastos de mantenimiento. Los métodos de explotación de oro, varían considerablemente, dependiendo del tamaño, la forma, la profundidad y las características físicas del depósito mismo y del tipo de rocas que lo contienen.

Algunos métodos de explotación utilizados son: dragado, cielo abierto (open pit) y subterráneo de túneles.

#### **2.2.1.1. Dragado**

Se usa en la explotación de oro aluvial, de placer u oro libre, estos tipos de depósitos se encuentran en los lechos de los ríos o en las zonas donde existieron. Para este tipo de depósitos la remoción del material se realiza por medio de diferentes mecanismos de dragado que son:

- Dragado o minería hidráulica
- Dragado con cucharas en serie
- Dragado corte-succión

---

<sup>6</sup>Mayra Amanda Vargas Ávila José Julián Yáñez Translaviña. Mejoramiento de los procesos de beneficio y tratamiento de minerales auroargentíferos de "mina vieja" en el asentamiento minero de San Pedro Frio.

### **2.2.1.2. Cielo abierto**

Durante la explotación minera a cielo abierto, se remueve la capa superficial de la tierra para hacer accesible los extensos yacimientos de mineral.

Los equipos modernos de excavación, las cintas transportadoras, el uso de grandes maquinarias y las tuberías de distribución permiten remover montañas enteras en cuestión de horas, haciendo rentable la extracción de minerales con menos de un gramo de oro por tonelada.

Para desarrollar este tipo de explotación se requiere que el yacimiento abarque grandes extensiones y que se encuentre cerca de la superficie. Como parte del proceso, se cavan cráteres gigantescos que pueden llegar a tener 150 hectáreas de extensión y 500 metros de profundidad.

### **2.2.1.3. Subterráneo de túneles**

La explotación subterránea del oro se usa en los depósitos de venas y de filones. El filón es una masa de mineral en la que una de las dimensiones es menor a las otras y recortan los terrenos que lo encajan. Sin embargo, existen también filones-capa, formaciones intrusivas inter-estratificadas, es decir que han tomado lugar entre dos capas sedimentarias.

Existen tres métodos de explotación subterránea:

- Explotación en capa única y horizontal
- Varias capas horizontales
- Capas más o menos inclinadas

## **2.2.2. BENEFICIO Y TRATAMIENTO DE MINERALES AURÍFEROS**

Existe diversidad de procesos que permiten la obtención del oro y de la plata en estado metálico desde sus minerales. La selección de los procesos de beneficio y tratamiento adecuados, dependerá de las características del mineral y del comportamiento en proceso.

### **2.2.2.1. Beneficio**

Consiste en la conminución ó reducción de tamaño del mineral para su posterior tratamiento. El término conminución es aquel con que se designa a la reducción de tamaño de rocas grandes en fragmentos pequeños. Fred Bond, el investigador que mayores aportes hizo en este aspecto durante los años sesenta, define la conminución como “el proceso en el cual la energía cinética mecánica de una máquina u objeto es transferida a un material produciendo en él, fricciones internas y calor que originan su ruptura”<sup>[7]</sup>.

---

<sup>7</sup> Fred C. Bond: “The Third Theory of Comminution”; Montana School of Mines.

La conminución se realiza con el fin de:

- Producir partículas de un tamaño adecuado, tal que permita el acceso de las soluciones cianuradas.
- Liberar el oro contenido en la matriz de la ganga.
- Incrementar el área de superficie disponible para la cianuración, obteniendo así una rápida cinética de extracción.

El proceso de conminución comprende dos etapas que se desarrollan secuencialmente: la trituración y la molienda. Existen tres tipos básicos de circuitos de conminución<sup>[8]</sup>.

- Circuito cerrado convencional en tres etapas: trituración, molienda en molinos de barras y en molino de bolas.
- Trituración primaria y molienda autógena.
- Trituración primaria, trituración secundaria y por último molienda fina en molino de bolas.

A continuación se da una breve explicación de las etapas que consta el proceso de conminución:

#### **2.2.2.2. Trituración <sup>[9]</sup>**

La trituración es una operación en el procesamiento de minerales que consiste en la reducción de tamaño de rocas grandes a fragmentos de  $\frac{1}{4}$  "a  $\frac{3}{8}$ " utilizando fuerzas de compresión y en menor proporción fuerzas de fricción, cizallamiento u otras.

Se realiza en máquinas que se mueven a velocidad media o baja en las cuales se consume una apreciable proporción de energía produciendo calor y sonido, por lo que se considera que su eficiencia es muy baja respecto a las eficiencias obtenidas en molienda.

Los materiales alimentados a circuitos de trituración pueden ser tan grandes como de 5 pies y los productos tan finos como de malla 10. Esta operación se puede efectuar en varias etapas, y se utilizan diferentes tipos de equipos como son las trituradoras de mandíbulas, de cono, de rodillo entre otras. La diferencia entre ellas es la forma de la aplicación de la fuerza para lograr la fractura. Dichos equipos generalmente trabajan a compresión y con mineral relativamente seco.

---

<sup>8</sup>Cárdenas, Revilla Agustín. Metalurgia extractiva del Oro, op. Cit. P.6.

<sup>9</sup> KELLY.E G & SPOTTISWOOD. Introducción al procesamiento de minerales. John Wiley. USA. 1982.

### 2.2.2.3. Molienda <sup>[10]</sup>

La operación unitaria de molienda, es aquella durante la cual, se realiza una reducción de tamaños en rangos finos, es la etapa previa a procesos de flotación, separación gravimétrica, magnética, lixiviación, etc. Y por lo tanto deberá preparar al mineral adecuadamente en características tales como la liberación, tamaño de partícula ó propiedades superficiales.

Luego que el mineral haya sido triturado, se pasa a la etapa de molienda. Su objetivo es reducir el mineral hasta un tamaño conveniente ya sea para la separación gravimétrica del oro grueso o en el caso de la lixiviación, para lograr la liberación de las partículas de oro y de esta manera maximizar la velocidad de reacción y eficiencia de la cianuración.

Los aparatos en que se realiza, generalmente son cilindros rotatorios forrados interiormente con materiales resistentes, cargados en una fracción de su volumen con mineral y barras ó bolas de acero que al girar el molino ejercerán fuerzas de desgaste y/o impacto sobre el mineral reduciendo su tamaño.

La molienda puede realizarse en húmedo, con pulpas de 50-80% de sólidos o en seco con materiales de 7% de humedad como máximo. En ambos casos los consumos energéticos son altos y representan un elevado porcentaje de los costos operativos de las plantas concentradoras.

Los molinos utilizados en la industria minera se pueden clasificar según los cuerpos moledores en: molinos de barras, bolas, autógenos y semiautógenos.

En los circuitos convencionales se disponen normalmente molinos de barras seguidos de molinos de bolas. Los molinos de bolas pueden operar en circuito cerrado con ayuda de clasificadores, obteniendo el tamaño deseado del mineral.

Los molinos para molienda autógena, son equipos que no presentan cuerpos moledores que no ayuden a la reducción de tamaño del mineral, por esta razón, solo se pueden implementar en minerales duros, frágiles y que no presenten una alta humedad.

En algunas plantas mineras se usan molinos semiautógenos (SAG), los cuales utilizan como medios moledores el mineral y un porcentaje de bolas de acero entre 2 y 10% del volumen total del molino, para aumentar la eficiencia de reducción y disminuir los costos operativos.

Al seleccionar un circuito de molienda, se debe hacer un estudio de factibilidad económica, dicho estudio debe considerar las condiciones climáticas del lugar y los costos de energía.

Es importante notar que la mineralogía del oro de cada mena, es muy importante ya que determina el grado de molienda requerida para una liberación de oro adecuada y una óptima recuperación del mismo.

---

<sup>10</sup>Mayra Amanda Vargas Avila Jose Julian Yanez Translaviña. Mejoramiento de los procesos de beneficio y tratamiento de minerales auroargentíferos de "mina vieja" en el asentamiento minero de San Pedro Frio.

### **2.2.3. Concentración**

La concentración es una operación que tiene como fin, incrementar el tenor del mineral, mediante la separación de dos o más especies mineralógicas, aprovechando la diferencia de las propiedades físicas de los minerales, tales como la densidad (concentración gravimétrica), propiedades magnéticas (concentración magnética), conductividad eléctrica (concentración eléctrica), etc.<sup>[11]</sup>.

### **2.2.4. Tratamientos para disminuir la refractariedad de un mineral de oro.**

Algunas menas de oro según su composición mineralógica, pueden presentar comportamiento refractario a la cianuración, produciendo bajas recuperaciones de oro. Dicha refractariedad puede ser de tipo químico y físico:

Con el fin de mejorar la obtención de metal valioso, los concentrados refractarios de oro también son sometidos a tratamientos antes de la cianuración.

Estos pre-tratamientos buscan la conversión de los compuestos presentes que acompañan al oro en las especies refractarias, en especies que no sean interferentes de manera que facilitan la liberación de las partículas metálicas de oro para luego, entrar en contacto íntimo con la solución cianurada.

Entre estos tratamientos previos están:

#### **2.2.4.1. Tostación**

Es realizada con la finalidad de liberar las partículas de oro encapsuladas o adheridas a sulfuros eliminando azufre. Una gran desventaja de la tostación es desde el punto de vista ambiental por la generación de cantidades de anhídrido sulfuro o dióxido de azufre (SO<sub>2</sub>) a la atmósfera. Por lo tanto se requiere de una inversión en infraestructura de la planta para el tratamiento de estos gases, para que no generen o mitigar el grave daño ambiental.

Una alternativa para limitar los efectos ambientales nocivos de la tostación consiste en el empleo de sustancias que, al estar presentes durante la tostación atrapen el azufre generado en la descomposición del sulfuro, formando especies químicas estables. Es de esperarse que estas especies no interfieran, o puedan ser separadas, del mineral tratado antes de este ser sometido al proceso de extracción de oro. Entre las alternativas más factibles se encuentra la tostación en presencia de cloruro de sodio sólido, cuya aplicabilidad fue explorada en este proyecto, y que se describe posteriormente.

#### **2.2.4.2. Método de tostación clorurante**

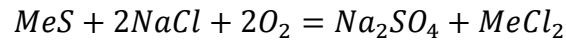
La disminución de reservas oxidadas de oro, y el tratamiento de minerales sulfurados conducen al desarrollo de la tostación clorurante y sus procesos de lixiviación complementarios.

---

<sup>11</sup> BUSTAMANTE, R. O. Programa Modular: procesamiento de minerales auro-argentíferos. Modulo 6 Concentración de Minerales.

La técnica consiste en adicionar cloruro de sodio (NaCl) favoreciendo al mismo proceso de tostación que a alta temperatura se produzca la formación de especies químicas más estables de azufre, en forma sólida no contaminante.

El proceso podría describirse por la reacción:



Los minerales refractarios de oro se caracterizan por unas bajas recuperaciones de oro en lixiviación directa con cianuro. Las partículas de oro que están atrapadas en compuestos sulfurados. La tostación oxidante de tales minerales antes de lixiviarse es un paso efectivo para incrementar la recuperación de oro en niveles cercanos al 90%.

### 2.2.4.3. Oxidación a presión

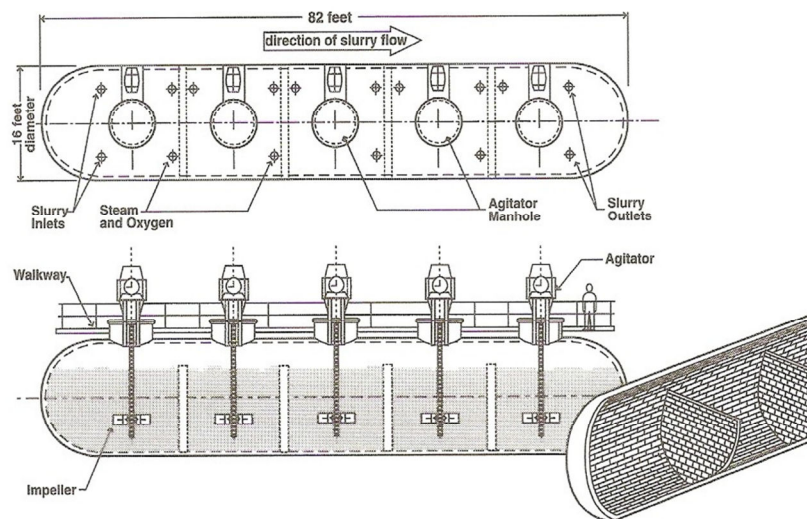
Este proceso utiliza oxígeno, altas temperaturas y presiones, para obtener la oxidación del sulfuro a través de una reacción química controlada. Los equipos usados en este proceso son autoclaves, como la que se puede ver en la figura 4.

Las autoclaves usadas en procesos para procesar minerales de níquel, cobre, zinc y cobalto generalmente son horizontales, esta forma también fue adoptada para el procesamiento de minerales de oro y concentrados en los años ochentas.

La oxidación a presión se ha aplicado para las menas con oro encapsulado en arsenopirita, pirita, estibina, rejalgar, oropimente y material carbonaceo.

Aunque la oxidación a presión de las menas de oro concentrados no recupera directamente el oro en un sentido estricto, es un paso esencial para recuperar oro de forma hidrometalúrgica.

Figura 4. Oxidación a Presión en una autoclave horizontal (Barrick Goldstrike Mine, USA).



Fuente: K.G. Thomas Pressure oxidation overview. Crystallex International Corporation, Toronto, Canada.

Por consiguiente, para entender oxidación a presión de las menas de oro, es importante considerar dos aspectos muy importantes. El primero depende de las propiedades termodinámicas del sistema químico, que determina la reacción global, el segundo, de la cinética de la reacción, la cual depende de una combinación de factores físico-químicos y de transporte de masa.<sup>[12]</sup>

En este pretratamiento se deben tener en cuenta:

- Consideraciones termodinámicas.
- Consideraciones cinéticas.
- Presión parcial y agitación.
- Consideraciones medioambientales.

#### 2.2.4.4. Biooxidación

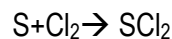
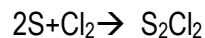
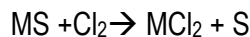
Este pre-tratamiento es también conocido como lixiviación bacteriana u oxidación biológica, se define como un proceso natural de disolución que tiene como resultado oxidar minerales sulfurados mediante la presencia de bacterias. Principalmente del género Thiobacillus – cuya función es de oxidar minerales sulfurados, permitiendo la liberación de los metales que se encuentran encapsulados en ellos.

La oxidación biológica se emplea para romper la matriz del sulfuro (principalmente pirita y/o arsenopirita) en la que se encuentra atrapada la partícula aurífera. Permitiendo la recuperación de la misma por cianuración convencional, posteriormente.

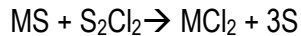
#### 2.2.4.5. Cloruración <sup>[13]</sup>

Una alternativa para el tratamiento de minerales de sulfuro es la cloruración, en la cual se emplea gas cloro, que es efectiva pero tiene como desventaja el riesgo asociado al uso de este gas tóxico.

Los sulfuros son más fácilmente clorados que los óxidos porque la temperatura suele ser baja y no se requiere un agente reductor. Formándose azufre elemental o cloruro de azufre:

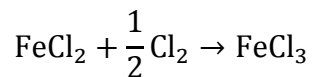


Los cloruros de azufre se forman a temperaturas altas y largo tiempo de contacto del cloro con el sulfuro. Su formación no es deseable ya que esta representa una pérdida de azufre y cloro. Sin embargo, ellos pueden ser usados como cualquier agente de cloración en forma líquida o gaseosa:

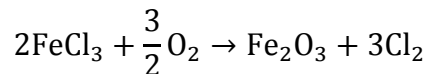


El azufre se disuelve en cantidades apreciables  $S_2Cl_2$  líquido, las cuales pueden ser recuperadas por cristalización o por destilación del cloruro de azufre. Cuando la cloruración se lleva a cabo a bajas temperaturas, los cloruros de metales no ferrosos permanecen en los residuos y pueden ser recuperados por lixiviación con agua.

La presencia de piritita y pirrotita dan lugar a la formación de  $FeCl_2$  lo cual consume cantidades innecesarias de cloro y contaminantes de la solución cuando el producto es lixiviado con agua. Para minimizarse este inconveniente, se puede permitir que el  $FeCl_2$  reaccione con el cloro entre 420-450°C para formar  $FeCl_3$  volátil:



Que puede ser recolectado y se oxida en otro reactor para formar cloro y recircularlo:



## 2.2.5. Tecnología de la Tostación de minerales de oro. <sup>[14]</sup>

### 2.2.5.1. Historia de la tecnología de la tostación de minerales de oro en hornos de lecho fluidizado

En el curso de desarrollo de varias formas de tecnología Lurgi (ahora Tecnología de Outokumpu) de hornos de camas fluidizadas, comercialmente se introducen las ventajas de cama de flujo circulante la tecnología a la industria. Antes de los hornos de tostación principalmente se empleaba el proceso en hornos de lechos fijos, en la tabla 3 se listan minas que han usado esta tecnología.

La tecnología de hornos de cama fluidizadas fue desarrollada originalmente para la industria de la alúmina a mediados de los años 1960s por Lurgi en cooperación con Vereinigte Aluminium Werke (VAW), (ahora Norsk Hydro ASA).

Debido a los más bajos costos de operación y facilidad del control del proceso, la tecnología muy pronto fue popular en la industria de alúmina y Lurgi ha proporcionado docenas de calcinadores lecho fluidizado a la industria mundial de alúmina.

<sup>12</sup>Thomas, K.G. PRESSURE OXIDATION OVERVIEW. Crystallex International Corporation, Toronto, Canadá.

<sup>13</sup> Habashi, F. Principles of Extractive Metallurgy. Vol. I, II, III. Gordon and Breach. 1969.

<sup>14</sup>J. Hammerschmidt, J. Güntner, and B. Kerstiens. Roasting of gold ore in the circulating fluidized-bed technology. Outokumpu Technology, Oberursel, Germany.

Durante los últimos 15 años la tecnología de CFB se ha aplicado con éxito a la tostación de la minerales de oro y concentrados.

**Tabla 3.** Tecnologías de tostación Outokumpu para concentrados y menas

Year	Location	Number and kind of plant	Type of ore
1969	Goldfields, South Africa	2 Stationary fluid bed	Concentrate
1975	Anglo American, Welkom, South Africa	2 Stationary fluid bed	Concentrate
1975	Anglo American, Ergo, South Africa	3 Stationary fluid bed	Concentrate
1987	KCGM, Gidji, W.A.	1 Circulating fluid bed	Concentrate
1989	KCGM, Gidji, W.A.	1 Circulating fluid bed	Concentrate
1990	Placer Dome, Cortez, Nevada	1 Circulating fluid bed	Run of mine ore
1992	Newmont Gold Company, Nevada	2 Circulating fluid bed	Run of mine ore
1994	Minahasa, Indonesia	1 Circulating fluid bed	Run of mine ore

Fuente: J. Hammerschmidt, J. Güntner, and B. Kerstiens. *Advances Gold Process*

#### 2.2.5.2. Clasificación de sistemas de Hornos fluidizados [15].

Las diferentes condiciones operativas de velocidades de gas y concentraciones de sólidos permiten la clasificación de estos sistemas de hornos en cuatro categorías:

- El “clásico” horno con flujo burbujeante u horno de lecho fijo.
- The “circulating” fluidized bed.
- El horno de lecho fluidizado.
- The reactor flash

#### 2.2.5.3. Comportamiento de hornos de lecho fluidizado existentes, calcinadores de oro.

Varios reactores de horno de lecho fluidizado con un rendimiento de alimentación superior a las 3000 t / día han sido construidos con excelentes resultados en la recuperación de oro.

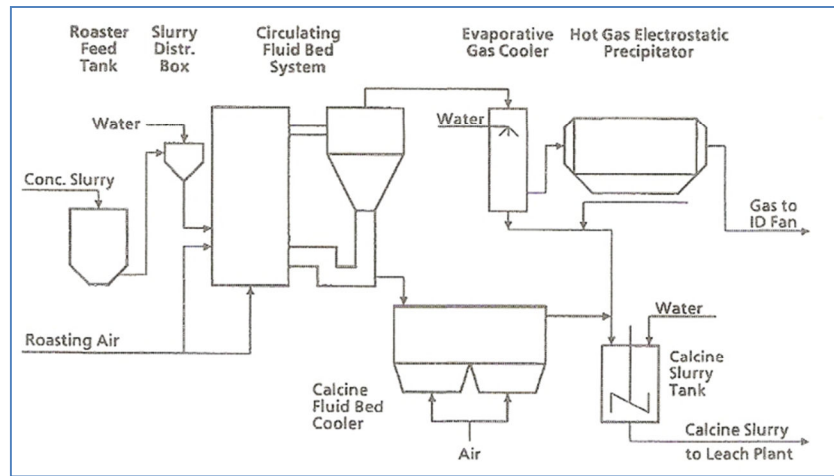
#### **Kalgoorlie Consolidated Gold Mines (Gidji, Australia).**

La primera aplicación comercial de la tecnología de tostación para el tratamiento de minerales sulfurados con oro concentrado, esta planta procesa este tipo de mineral desde Junio de 1989.

<sup>15</sup> Mike D. Adams. *Advances in Gold ore Processing*. Mutis Liber Pty Ltd., Guildford, Western Australia. Elsevier.

En la tabla 4 podemos observar datos de proceso de esta planta, donde las recuperaciones de oro por lixiviación después de ser tratado a una temperatura promedio de 640°C son del orden del 95%, en la siguiente figura 5 se puede ver el diagrama de flujo de esta planta.

**Figura 5.** Diagrama de Flujo de la planta Gidji.



Fuente: J. Hammerschmidt, J. Güntner, and B. Kerstiens. *Advances Gold Process*

**Tabla 4.** Datos de proceso y operación para la Planta Gidji (Australia)

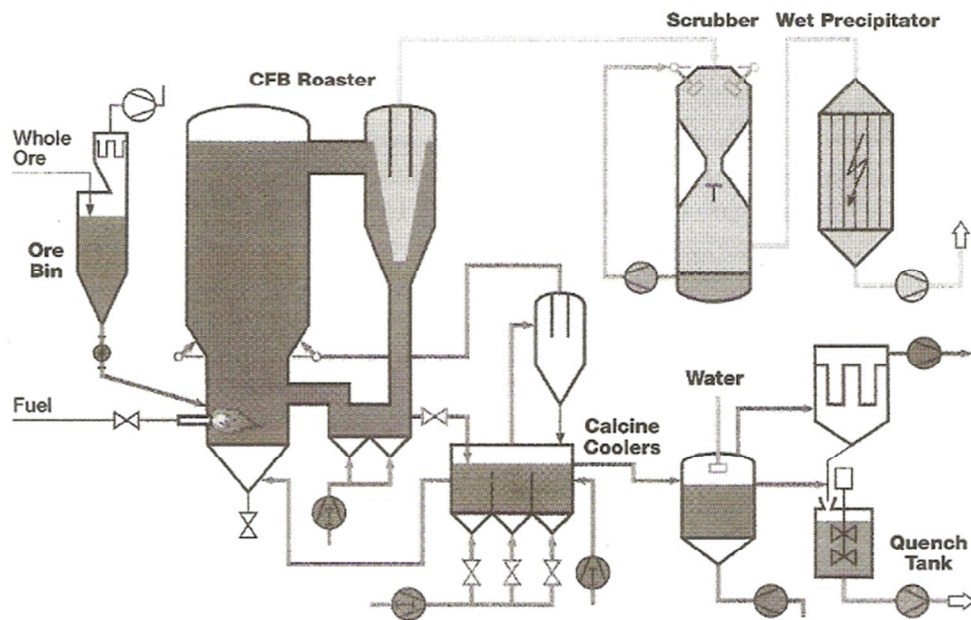
Parameter	Value
Roaster feed (t/d)	360–640
Average roasting temperature (°C)	640
Excess roasting air (%)	> 5
Average solids residence time (min)	30
Range of concentrates sizes (% -38 μm)	~55
Gold leach recovery (%)	~95

Fuente: J. Hammerschmidt, J. Güntner, and B. Kerstiens. *Advances Gold Process*, 2002

### Placer Dome – Cortez, Nevada.

El calcinador de esta planta (Figura 6. Diagrama de flujo de la planta) se diseñó para procesar 1960 t/d de mineral aurífero refractario. Las mediciones de salida de concentración de SO<sub>2</sub> en el sistema de recolección de gases son de cerca 100 vppm.

Figura 6. Diagrama de la Planta Cortez, Nevada.



Fuente: J. Hammerschmidt, J. Güntner, and B. Kerstiens. Advances Gold Process, 2004

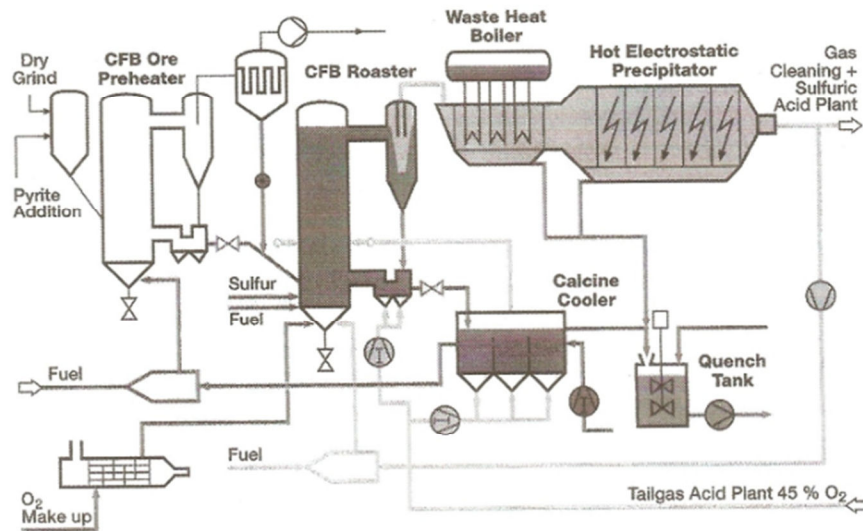
### Newmont Gold Company - Nevada.

La planta fue construida en 1993 y consta de dos líneas de producción (ver figura 7). Las principales etapas de proceso de esta planta son:

- Operación de precalentamiento de mineral.
- Operación de calcinación.
- Operación unitaria de limpieza de gases.
- Planta se ácido sulfúrico.

El calcinador de esta planta se diseñó para procesar 1960 t/d de mineral aurífero refractario. En la tabla 5 se ilustran datos de operación de la planta

Figura 7. Diagrama de la Planta Newmont CFB Roasting.



Fuente.J.Hammerschmidt, J. Güntner, and B. Kerstiens.Advances Gold Process

Tabla 5. Datos de proceso y operación para la Planta Cortez(Nevada).

Parameter	Value
Roaster feed (t/d)	7800
Oxygen consumption (t/d)	610
Natural gas consumption (Nm <sup>3</sup> /t)	17.5
Power consumption (kWh/t)	7.36
Sulfuric acid production (max) (t/d)	410
Gold head grade (g/t) oz/t	8.8
Gold recovery (%)	90.5

Fuente.J.Hammerschmidt, J. Güntner, and B. Kerstiens.Advances Gold Process

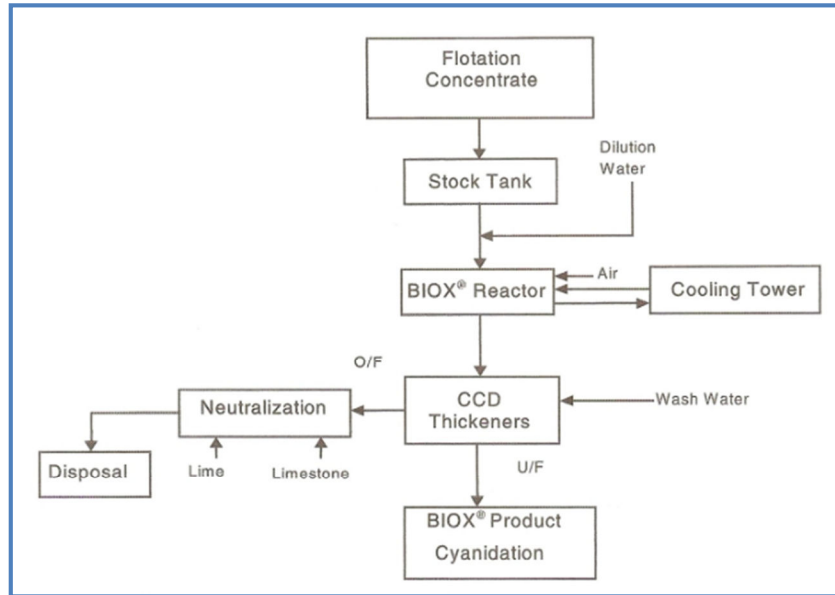
#### 2.2.5.4. Estudios actuales a nivel mundial de pretratamiento de minerales de oro refractarios.

No hay ningún programa aplicable universalmente para la evaluación y selección de un proceso de tratamiento a minerales refractarios. Cada proyecto necesita ser ejecutado cuidadosamente partiendo de la premisa que no hay dos yacimientos iguales.

A continuación se enuncian tres ejemplos de proyectos completados por GRD Mincproc, dedicados al procesamiento de menas de oro refractarias a la cianuración.

- El desarrollo del proyecto Sansu para Ashanti Goldfields Company (AGC), ha sido descrito en una trilogía de artículos, selección detallada de la ruta de proceso, [12] diseño de la planta y el éxito de su puesta en marcha, en figura 8 se puede ver el diagrama de flujo de esta planta.

**Figura 8.** Diagrama de Flujo de la Planta del proyecto Sansu, Ashanti Goldfields Corporation (Ghana)



Fuente: D. Lunt and N. Briggs. Refractory sulfide ores - case studies. GRD Mincproc Limited, Perth, Western Australia.

- El proyecto Kanowna Belle (Australia) un proyecto nuevo de oro ubicado cerca a Kalgoorline en el occidente de Australia. La mena inicial tratada es de naturaleza refractaria, mostrando solo el 70-75% de recuperación de oro, incluso después de molienda fina y cianuración. El mineral tiene un contenido bajo de azufre en promedio de aproximadamente 1%, predominantemente en pirita. A continuación en la tabla 6. Se pueden observar opciones del proceso, riesgos y recuperaciones de oro, para este yacimiento.

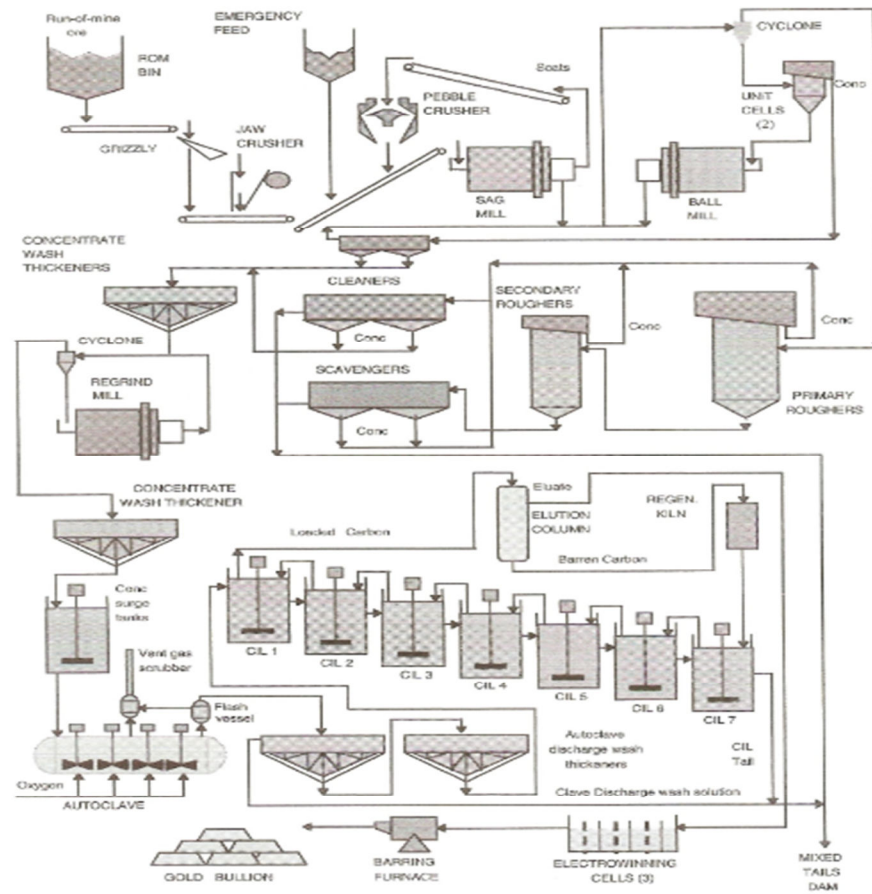
**Tabla 6.** Estudio del procesamiento de minerales del proyecto Kanowna Belle.

Process Option	Risk	Technical complexity	NPV (A\$M)	Recovery (%)
Concentrate treatment				
Fine grinding				
16.7 µm	Low	Low	20.1	72.1
6.1 µm	Low	Low	31.1	78.1
Biological oxidation	Moderate	Moderate	112.7	98.9
Pressure oxidation	Moderate	High	95.8	99.1
Roasting				
SO <sub>2</sub> emission	Low	Low	114	93.8
SO <sub>2</sub> capture	Moderate	Moderate	81.4	93.8
Whole-ore treatment				
Roasting				
CFB	Moderate	Moderate	37.8	93.1
Freeport	Moderate	Moderate	43.7	nd

FUENTE: Advances in gold ore processing. refractory sulfide ores, western australia 2005

- El proyecto Macraes Gold (Nueva Zelanda) está ubicado 60 km al norte de Dunedin en el sur de la Isla de Nueva Zelanda. Esta planta se diseñó para procesar 1.0Mt/a de mineral oxidado ó 1.5 Mt/a de mineral sulfurado, a continuación en la figura 9 se puede ver el diagrama de la planta.

**Figura 9.** Diagrama de Flujo de la Planta del proyecto Macraes Gold (Nueva Zelanda)



Fuente: D. Lunt and N. Briggs. Refractory sulfide ores - case studies. GRD Mincproc Limited, Perth, Western Australia.

### 2.2.6. Diagramas de estabilidad termodinámica para el sistema Fe-Cu-S-O

Los diagramas de estabilidad termodinámica o diagramas Kelllogg permiten identificar y proponer trayectorias posibles de reacción para el proceso de tostación, dependiendo de las zonas de estabilidad termodinámica del sistema. A manera de ilustración, en la siguiente Figura se muestra el Diagrama de Estabilidad para el Sistema Fe-Cu-S-O.

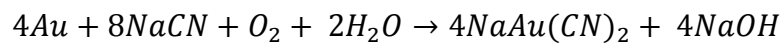


La lixiviación por cianuración es un tipo de lixiviación que cumple los anteriores parámetros descritos y en la cual se usa como agente lixivante soluciones de cianuro.<sup>[3]</sup>

### 2.2.7.1. Proceso de cianuración de minerales de oro

El oro debe ser oxidado durante el proceso de disolución, las reacciones que tienen lugar en la disolución de oro con cianuro bajo condiciones normales, ya han sido establecidas.

La ecuación más usada comúnmente para la disolución de oro en una disolución cianurada, es conocida como la ecuación de Elsner.



El oxígeno se suministra a través del aire y a la vez sirve para agitar la pulpa, el cianuro se adiciona como cianuro de sodio y se usa cal para controlar la alcalinidad. En un sistema relativamente simple de este tipo, el oro se disuelve con facilidad y las únicas condiciones que se requieren son: que el oro este libre y limpio, que la solución de cianuro no contenga impurezas que puedan inhibir la reacción y que se mantenga un adecuado abastecimiento de oxígeno a la solución durante todo el proceso de la reacción.

La disolución de oro, puede afectarse negativamente por elementos cianicidas (minerales de cobre, sulfuros de arsénico y antimonio, sulfuros de otros metales azufre, hierro y minerales arcillosos), que no solo disminuyen la concentración de cianuro disponible para la disolución sino que además pueden inhibir el proceso. Un ejemplo de estos son los minerales refractarios de oro, los cuales presentan un complejo conjunto de problemas químicos, los cuales dificultan la aplicación de la lixiviación por cianuración como método efectivo en la extracción de oro.

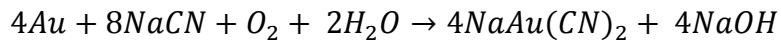
La acción disolvente de las soluciones de cianuro alcalino sobre el oro metálico fue conocida, desde 1783, por el científico sueco Carl Wilhelm Scheele, y mencionada en sus publicaciones. Posteriormente a mediados del siglo XIX varios científicos estudiaron las reacciones involucradas. Pero fue en 1887 cuando el químico-metalurgista John Stewart MacArthur obtuvo la patente por el "proceso de obtención de oro y plata desde sus minerales".<sup>[18]</sup>

### 2.2.7.2. Cinética de la cianuración de oro.

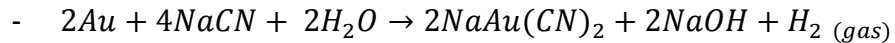
Durante el proceso de lixiviación, la velocidad de cianuración de oro está controlada por difusión y puede ser limitada por el transporte de reactivos, oxígeno o cianuro dependiendo de su concentración relativa. La cinética, también puede ser controlada por la velocidad de reacción en la superficie, y esto sucede bajo ciertas condiciones, se forman capas básicas de cianuro auroso que causa pasivación de las partículas.

Para poder explicar la cinética de la disolución del oro en soluciones acuosas cianuradas, existen tres ecuaciones clásicas; estas son:

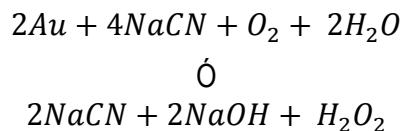
- Ecuación de Elsner (1846):



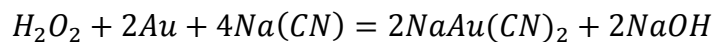
- Ecuación de Janin (1892):



- Ecuación de Bodlaender (1896):



El peróxido de hidrógeno vuelve a reaccionar:



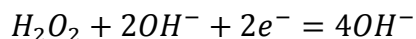
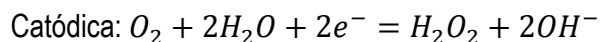
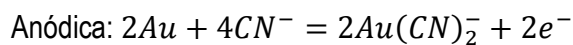
En 1934, Barsky, Swaison y Hedley, determinaron las energías de formación de los complejos aurocianurados, obteniéndose los siguientes resultados mostrados en la siguiente tabla7:

**Tabla7.** Energías de formación de complejos

Ecuación	Energía de formación de complejos (Kcal/mol)
<b>Elsner:</b>	-90
<b>Janin:</b>	+13.5
<b>Bodlaender:</b>	-22.5

Según los resultados de las energías de formación, la ecuación de Elsner es la que mejor describe la disolución de oro mediante cianuración, por tener mayor cambio de energía libre negativa.

Con el paso del tiempo y de forma gradual, se ha establecido que la lixiviación de oro es básicamente un proceso de corrosión electroquímico, con la velocidad controlada por difusión del cianuro (CN<sup>-</sup>) y oxígeno (O<sub>2</sub>) o por la reducción del oxígeno sobre el mineral. Hacia 1980, Nicol demostró que en el proceso, el mineral presenta dos áreas adyacentes: catódica y anódica, con el siguiente mecanismo de lixiviación:



Aparte de la reacción química, la cianuración de oro está regida por procesos físicos de difusión con varias etapas; entre ellas, disolución de cianuro y oxígeno, transporte de estos reactivos a la superficie del mineral, adsorción del cianuro y oxígeno, la reacción electroquímica y la formación del complejo cianurado y al final la desorción y transporte de este complejo a la solución. El proceso de cianuración además obedece a parámetros químicos como la concentración de cianuro y oxígeno, la influencia de la agitación, que afecta la difusión y la temperatura que afecta la velocidad de reacción química.

La disolución del oro en soluciones cianuradas depende de varios factores, y se conoce que la eficiencia de extracción de oro durante ese proceso se rige por el control de parámetros como:

- Concentración de cianuro
- Grado de acidez
- Concentración de oxígeno en solución

De gran importancia también es el contenido de azufre, el cual aumenta la dificultad de tratamiento de cianuración, pudiendo estar asociado el oro a la pirita y/o a la ganga. El azufre forma una barrera física entre el cianuro y el oro que se encuentra dentro de la matriz de sulfuros impidiendo que el cianuro reaccione con el oro para disolverlo, disminuyendo su recuperación.

Con el fin de mejorar la obtención de metal valioso, los concentrados refractarios de oro también son sometidos a tratamientos antes de la cianuración. Estos pre-tratamientos buscan la conversión de los compuestos presentes que acompañan al oro en las especies refractarias, en especies que no sean interferentes de manera que facilitan la liberación de las partículas metálicas de oro para luego, entrar en contacto íntimo con la solución cianurada.

Este es el caso de la tostación que es realizada con la finalidad de liberar las partículas de oro encapsuladas o adheridas a sulfuros eliminando azufre. Entre las principales dificultades que se presentan en el procesamiento de este tipo de minerales y sus concentrados mediante tostación está la liberación de inmensas cantidades de dióxido de azufre debido a que se requiere completar la transformación de la matriz de sulfuro en óxido, según las siguientes reacciones:

**Tabla8.** Tipos de tostación y reacciones

Tipos de Tostación	Reacciones Típicas
Tostación de Minerales	$MeS + 1.5O_2 \rightarrow MeO + SO_2$
Tostación Parcial	$FeS_2 + O_2 = FeS + SO_2$ $2CuS + O_2 = Cu_2S + SO_2$ $CuS * Fe_2S_3 + O_2 = Cu_2S * 2FeS + SO_2$
Tostación Sulfatante	$MeS + 2O_2 \rightarrow MeSO_4$
Tostación a Muerte	$FeS_2 + 3.5O_2 \rightarrow Fe_2O_3 + 2SO_2$

Fuente: Rosenqvist, T. Principles of Extractive Metallurgy.<sup>[16]</sup>

Una alternativa para limitar los efectos ambientales nocivos de la tostación consiste en el empleo de sustancias que, al estar presentes durante la tostación atrapen el azufre generado en la descomposición del sulfuro, formando especies químicas estables.

### 2.2.7.3. Lixiviación de diagnóstico de menas auríferas.

Con el fin de determinar la causa mineralógica principal de refractariedad de un mineral de oro, es posible aplicar un procedimiento de lixivaciones sucesivas en diferentes medios lixiviantes.

El mineral es sometido a cianuración convencional se filtra la pulpa y la parte sólida separada es solubilizada primero en un medio acuoso ácido. El residuo es filtrado, lavado (agua/solución de ácido diluido) y cianurado para extraer el oro liberado en esta etapa de destrucción del mineral menos estable con el cual se encontraba asociado. Luego los sólidos son lavados con solución diluida de cianuro y se repite el procedimiento de destrucción del siguiente mineral que puede estar asociado con el oro. El proceso se repite con una lixivación ácida cada vez más oxidativa hasta que todo el oro no refractario y cianurado es lixiviado por el cianuro y se obtienen un registro de la cantidad del oro asociado con cada uno de los diferentes minerales presentes en la matriz de la muestra.<sup>[17]</sup>

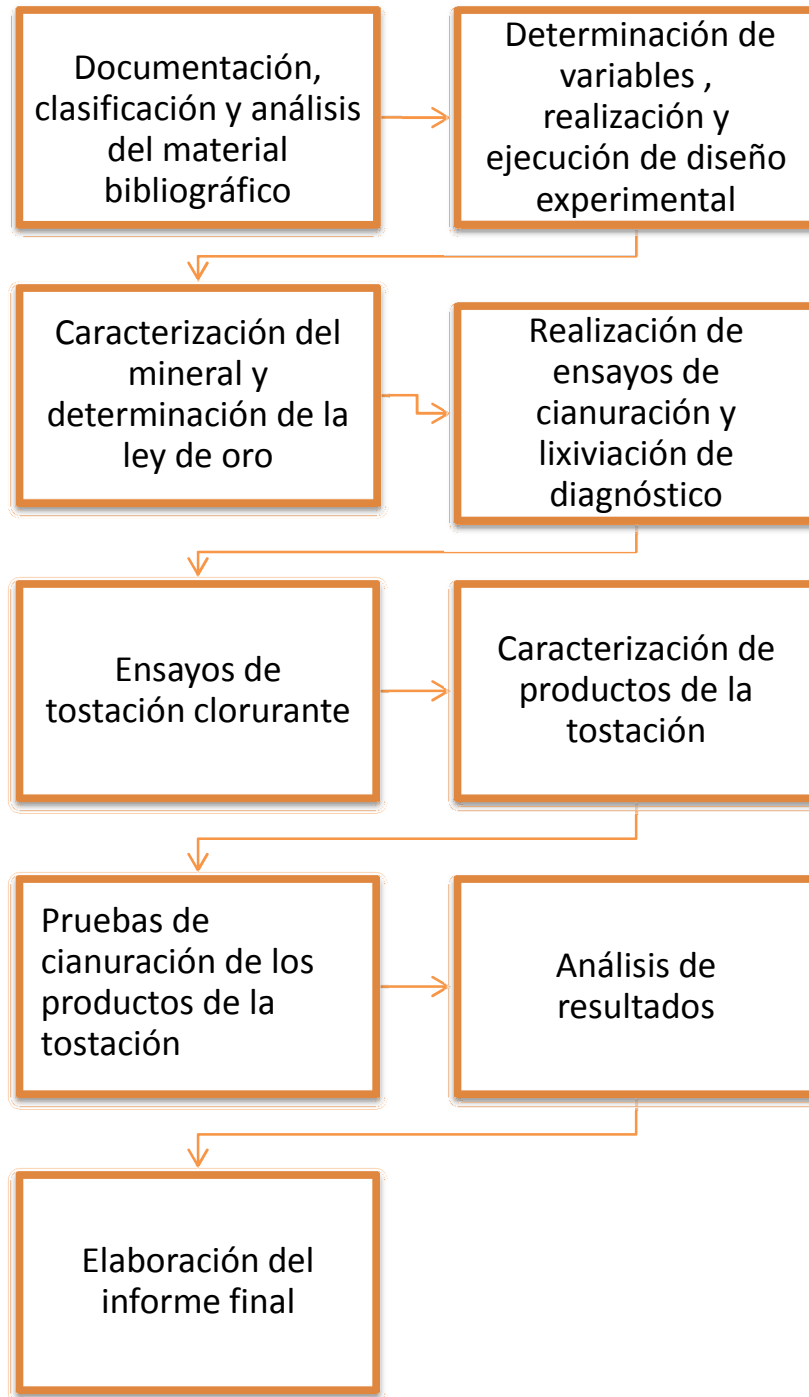
<sup>16</sup>Fuente: Rosenqvist, T. Principles of Extractive Metallurgy. Second Edition. McGraw-Hill. 1983.

<sup>17</sup> Celep, O. Deveci, H. Characterization of refractory behaviour of complex gold/silver ore by diagnostic leaching

### 3. METODOLOGÍA DE TRABAJO

A continuación en la siguiente figura se presenta la secuencia de las etapas realizadas, para el desarrollo y ejecución de los objetivos planteados en el marco de investigación del proyecto.

Figura 13. Secuencia Metodología de las etapas de trabajo



### **3.1. Documentación, clasificación y análisis del material bibliográfico**

A medida que se desarrollo el proyecto la recopilación de información se realizó de libros, revistas, normas técnicas, trabajos de pregrado y maestría, artículos en revistas, consultando paginas en internet, con el fin de un recolección de información referente a la metalurgia extractiva del oro y en general a pre-tratamientos tostación de minerales sulfurados y cianuración.

Se revisaron protocolos en el manejo de equipos del laboratorio para análisis relacionados con la metalurgia del oro, se tuvo en cuenta en esta etapa, la recopilación y lectura de artículos internacionales sobre actuales investigaciones en el pretratamiento de minerales de oro refractarios a la cianuración, también en temas relacionados a la lixiviación de diagnóstico y cianuración convencional, diversos trabajos de investigación relacionados con los temas de los minerales auríferos, material bibliográfico relacionado con la extracción, mineralogía del procesamiento, análisis y estudio de los minerales de oro.

### **3.2. Determinación de variables, realización y ejecución de diseño experimental.**

Se determinaron diferentes variables que influyen en el comportamiento del mineral sometido a tostación clorurante. En esta parte del trabajo se identificaron variables principales del proceso, y se llevo a cabo un análisis teórico del sistema refractario Fe-S-O con la ayuda de diagramas de estabilidad de fases (Diagramas de Kellogg), para ayudar a trazar la posible trayectoria del proceso de tostación partiendo de  $FeS_2$  especie mineralógica de mayor presencia en el mineral concentrado.

Se analizó el efecto de variables tales como:

- Temperatura de tostación
- Concentración química del agente clorurante
- Presión parcial de oxígeno

Se planteó y desarrolló una serie de experimentos apropiados con los que se permitió conocer la influencia relativa de las diferentes variables en el pretratamiento de tostación clorurante a minerales de oro refractario en la cianuración. En los experimentos se evaluó la producción y/o retención de  $SO_2$  y se calculó la cantidad de azufre liberado y retenido en cada ensayo realizado, determinando así parámetros básicos del proceso como temperaturas, concentración de agente activo y presiones parciales de oxígeno.

### **3.3. Caracterización del mineral y determinación de la Ley de Oro.**

Para el desarrollo del proyecto se utilizó un mineral de la zona minera de California en Santander. En la figura 12, se observa el mineral que se usó en el proyecto; con tamaño promedio aproximado del mineral de 9 cm, la conminución del mineral se realizó en un circuito trituración-molienda, la trituración se realizó en una trituradora de mandíbulas donde el tamaño de partícula fue de aproximadamente 1.5 cm, la molienda se realizó durante 30 minutos, separándose el mineral con granulometría de malla N°65, ya que en esta malla se retenía la mayor cantidad de pirita.

Rango de tamaño aproximado de mineral entre 1 cm - 17 cm

Trituración en trituradora de mandíbulas, tamaño de salida < 1 cm

Molienda: Molino de bolas, durante 30 minutos, relación carga de bolas/cantidad de mineral, obteniéndose mineral de malla 65, posteriormente se concentró en una mesa Wilfley.

**Figura 12.** Heterogeneidad en los tamaños de las rocas, de la muestra de mineral.



Fuente: autor del proyecto

En esta etapa se buscó identificar los minerales útiles y la ganga presente en el mineral, cuantificar la cantidad de oro presente, mediante la aplicación de técnicas de análisis como, Fluorescencia de Rayos X y ensayo al fuego.

Posteriormente se concentró el mineral por método gravimétrico y se realizaron los respectivos ensayos al fuego<sup>[18]</sup> para determinar la ley tanto del mineral de cabeza y el mineral concentrado, estos ensayos se llevaron a cabo en el laboratorio de pirometalurgia de la Universidad Industrial de Santander.

### **3.4. Realización de ensayos de cianuración y lixiviación de diagnóstico.**

Se determinó el nivel de disolución de oro sin tratamiento de tostación en el mineral de prueba y con el fin de confirmar el grado y tipo de refractariedad a la cianuración el mineral fue sometido a la lixiviación de diagnóstico. <sup>[19]</sup>

---

<sup>18</sup> Standar Test Method for Analysis of Ores, Minerals, and Rocks by fire Assay Preconcentration atomic Emission Spectrometry – ASTM E 400 -02.

<sup>19</sup>Rengifo, E. Maria. Ruiz, N Jorge. Propuesta de un diagrama de proceso para el beneficio y tratamiento de minerales. Tesis de grado 2002.

Para la realización de estos ensayos se tuvo en cuenta la norma medición del pH de suelos y/o minerales <sup>[20]</sup>posteriormente se siguió la metodología para cada etapa de la lixiviación de diagnostico. <sup>[21]</sup>

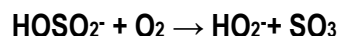
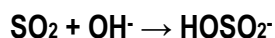
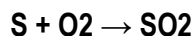
Las condiciones de lixiviación y lavado fueron las siguientes, se muestran en la tabla 9:

Tabla 9. Condiciones de lixiviación

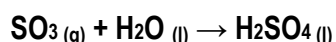
Condiciones de lixiviación					
Agitación (rpm)	Temperatura (°C)	pH	[NaCN] Kg/Tn de mineral	Peso de mineral (g)	Volumen de solución mL
600	25	10.5 – 11.5	3	200	300 mL

### 3.5. Ensayos de Tostación Clorurante

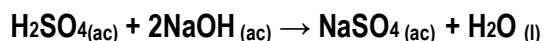
Se realizaron ensayos de tostación en ausencia y presencia del agente clorurante (NaCl), en una mufla a las temperaturas de 450, 600 y 700°C, a diferentes concentraciones de agente activo y en atmosferas de aire (cilindro aire industrial 20.9% Oxígeno, balance Nitrógeno) y oxígeno (oxígeno Industrial, pureza 99.5%), los ensayos fueron realizados en un horno eléctrico tubular, a continuación se muestran reacciones de algunas etapas de formación del H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>.



En presencia del agua atmosférica o sobre superficies húmedas, el trióxido de azufre (SO<sub>3</sub>) se convierte rápidamente en ácido sulfúrico (H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>).



Se calculó la cantidad de azufre generado manteniendo constante la cantidad de 1.0 gramo de mineral por ensayo, se titularon muestras de 10mL con una solución de Hidróxido de Sodio (NaOH) 0.01 M en presencia de fenolftaleína usado como indicador para observar la reacción de neutralización que ocurría entre la base y el ácido sulfúrico formado por el SO<sub>2</sub> producto de la tostación y el agua donde se recogían estos gases, la reacción es:



Luego se realizaron los cálculos basados en la estequiometria de las reacciones, para calcular la cantidad de SO<sub>2</sub> generado y/o retenido.

Con las relaciones molares (1:1) y el peso molecular de este compuesto se calculó la cantidad de SO<sub>2</sub> producido, y la cantidad de S, para cada ensayo, mostrándose los resultados obtenidos en las graficas que se presentan en el apartado de resultados del proyecto.

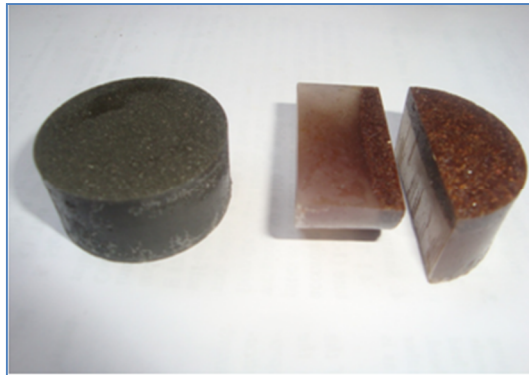
<sup>20</sup>Standard Test Method for pH of Solids ASTM D4972-01

<sup>21</sup>Lorenzen, Leon. Some guidelines to the desing of a diagnostic leaching experiment. Minerals Engineering, Elsevier.

### 3.6. Caracterización de productos de la tostación

A los productos obtenidos del tratamiento de tostación se les aplicaron técnicas de análisis como Fluorescencia de Rayos X, microscopía óptica, ensayo al fuego, determinando el porcentaje de concentración de oro. En las figura 13. Se observan las probetas usadas para observar al microscopio, en las figura 14 se puede apreciar que el mineral concentrado a varios aumentos observándose que predomina la pirita. En las figura 15 se observa de forma cualitativa la transformación que sufrió el mineral que se sometió al tratamiento térmico, mostrando un color rojo característico del óxido de hierro formado.

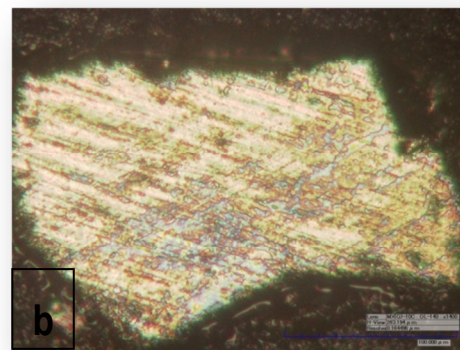
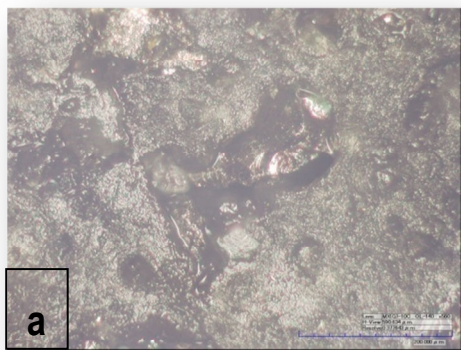
**Figura 13.** Probetas de mineral en Resina epóxica para observar al microscopio



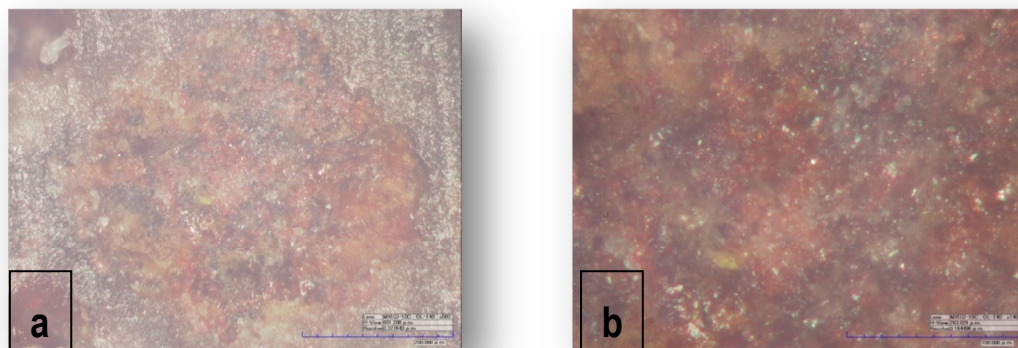
Fuente: autor del proyecto

**Figura 14.** Imagen del mineral concentrado sin pretratamiento, tomada con un video-microscopio óptico Hirox.

a) 560x, b) 1400x



**Figura 15.** Imagen del mineral sometido a calentamiento, tomada con un video-microscopio óptico Hirox.  
a) 560x, b) 1400x



### **3.7. Pruebas de Cianuración de los productos de la tostación**

Para determinar el efecto del tratamiento de tostación clorurante sobre el nivel de disolución de oro, se llevaron a cabo ensayos de cianuración en muestra tratada y sin tratar y se calculó el porcentaje de recuperación de oro. La cantidad de oro disuelto se analizó mediante Espectrofotometría de Absorción Atómica (AA).

## 4. ANÁLISIS Y REPORTE DE RESULTADOS

### 4.1. Diagramas de Kellogg para el sistema Fe-O-S

Los diagramas de estabilidad se elaboraron con la ayuda del programa HSC Outokumpu, los cuales muestran los rangos de temperatura y presión para las especies estables del sistema a diferentes temperaturas de interés para este proyecto figura 16, figura 17 y figura 18.

Figura 16. Diagrama de Kellogg para el sistema Fe-O-S a 450°C.

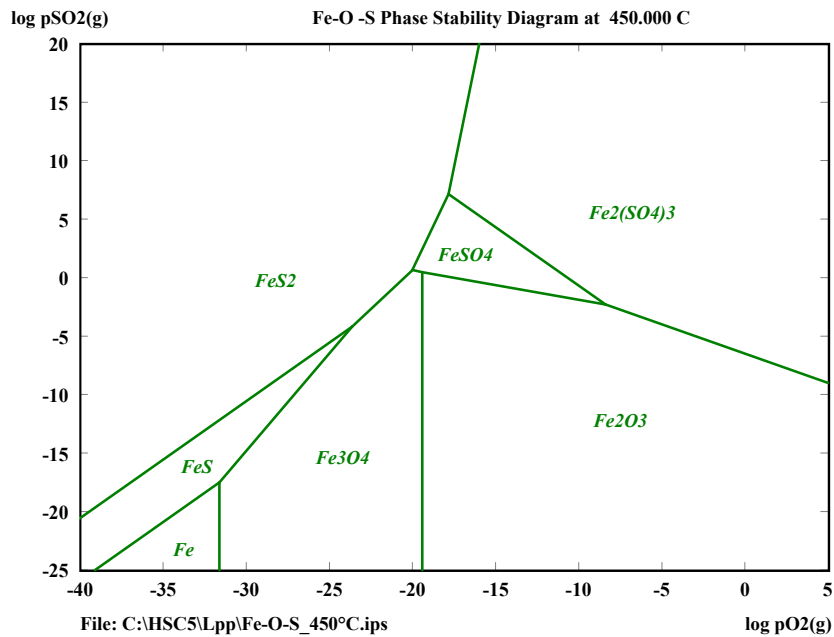


Figura 17. Diagrama de Kellogg para el sistema Fe-O-S a 600°C.

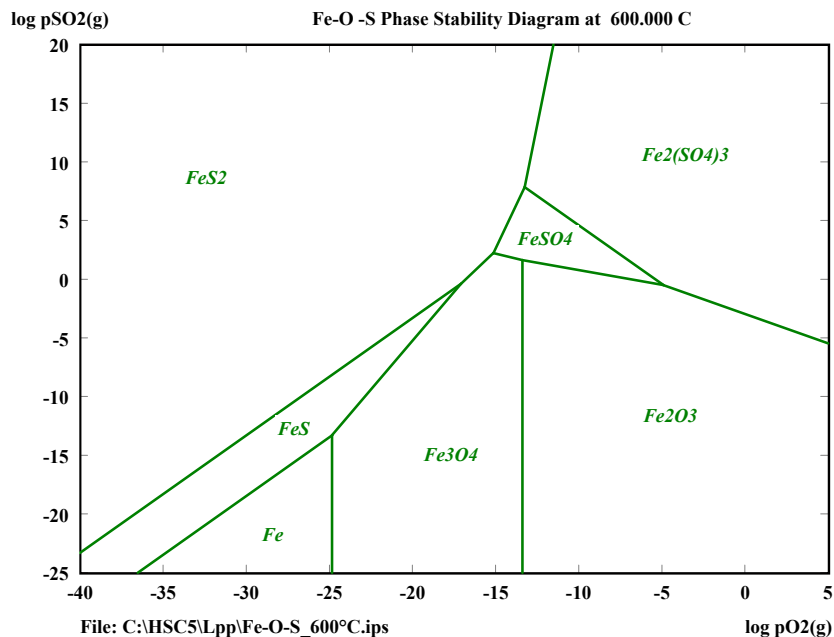
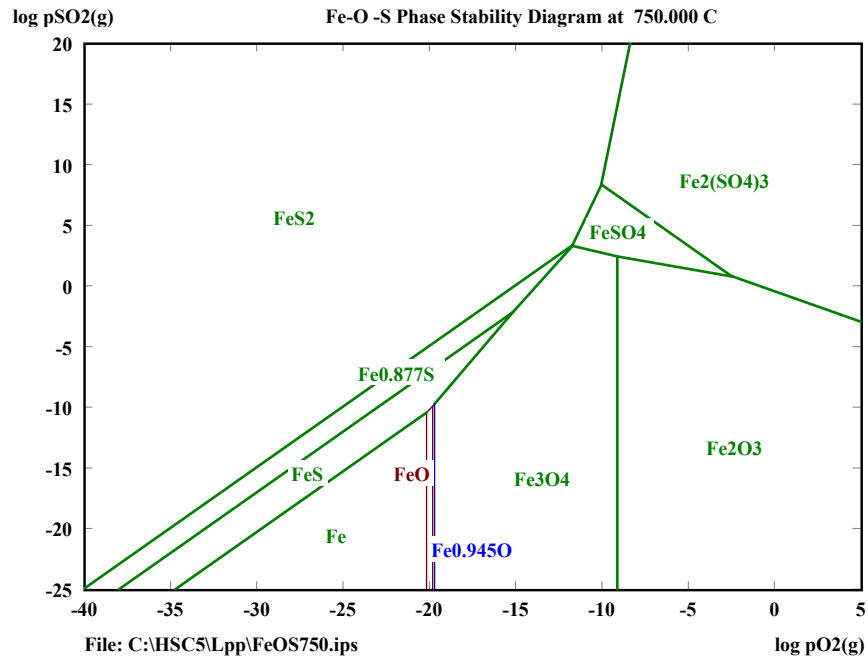


Figura 18. Diagrama de Kellogg para el sistema Fe-O-S a 750°C.



De acuerdo a las figuras anteriores, las zonas de estabilidad de algunas fases aumentan desplazándose hacia la derecha (sentido en que aumentan las presiones parciales de oxígeno), a medida que aumenta la temperatura, indicándonos la posible formación desde el punto de vista termodinámico de las especies presentes en la muestra calcinada.

#### 4.2. Resultados de la caracterización del mineral y determinación de la ley de oro.

En el análisis mineralógico cualitativo se observa pirita, fase mineralógica de mayor importancia para el desarrollo del presente estudio, esto se realizó por inspección visual y se evidencia la presencia de pirita (ver figura 19).

Figura 19. Presencia de pirita en la mayoría de muestra observada.



Después de la identificación cualitativa de la pirita en el mineral estudiado, se realizó la conminución del mineral en un circuito trituración-molienda-concentración gravimétrica, obteniéndose un concentrado de sulfuros requerido para continuar con el desarrollo del proyecto, al mineral de cabeza y al concentrado se le realizaron ensayos al fuego<sup>[20]</sup>, cuyo objetivo primordial es encontrar el tenor de los metales preciosos (Au, Ag) los resultados se pueden ver en la siguiente tabla:

**Tabla 10.** Resultados de ensayo al fuego mineral de cabeza

<b>Muestra</b>	<b>Peso (g) Doré</b>	<b>Peso (g) Oro</b>	<b>Peso (g) Plata</b>	<b>Tenor Au (g/Tn)</b>	<b>Tenor Ag (g/Tn)</b>
<b>Mineral de cabeza</b>	0.0015	0.0001	0.0014	3.333	46.662
<b>Mineral Concentrado</b>	0.0025	0.00021	0.00229	6.994	76.265

Por medio del análisis cuantitativo elemental de FRX, se obtuvieron los siguientes resultados para el mineral concentrado:

**Tabla 11.** Resultados ensayo de FRX al mineral concentrado.

<b>Composición</b>		
<b>Analito</b>	<b>%</b>	<b>Des. Estándar</b>
<b>S</b>	18.600	0.090
<b>Fe</b>	19.520	0.040
<b>Si</b>	8.700	0.100
<b>Al</b>	2.340	0.090
<b>K</b>	0.816	0.014
<b>P</b>	0.360	0.040
<b>Mg</b>	0.160	0.080
<b>Ti</b>	0.147	0.009
<b>Ca</b>	0.061	0.006
<b>Ba</b>	0.075	0.017
<b>Cu</b>	0.034	0.002
<b>Cr</b>	0.011	0.003
<b>As</b>	0.011	0.001
<b>Sr</b>	0.010	0.001
<b>Zn</b>	0.009	0.001

De acuerdo a los resultados obtenidos en este ensayo y la revisión de referencias en otras tesis de grado [22], se puede decir con relación a los elementos que tiene este mineral, que el mineral presenta como principales asociaciones mineralógicas la pirita  $FeS_2$ , cuarzo  $SiO_2$ ,  $KAlSi_3O_8$  ortoclasa, caolinita  $Al_2Si_2O_5(OH)_4$  asociaciones mineralógicas comunes en minera aurífero de la región.[23]

#### 4.3. Análisis de los resultados de la lixiviación de diagnóstico.

Con el fin de determinar las asociaciones mineralógicas responsables de la refractariedad, el mineral concentrado sin tratamiento a altas temperaturas fue sometido al procedimiento de lixiviación de diagnóstico y los resultados obtenidos se muestran a continuación:

Figura 20. Resultados de la lixiviación de diagnóstico mineral de cabeza.

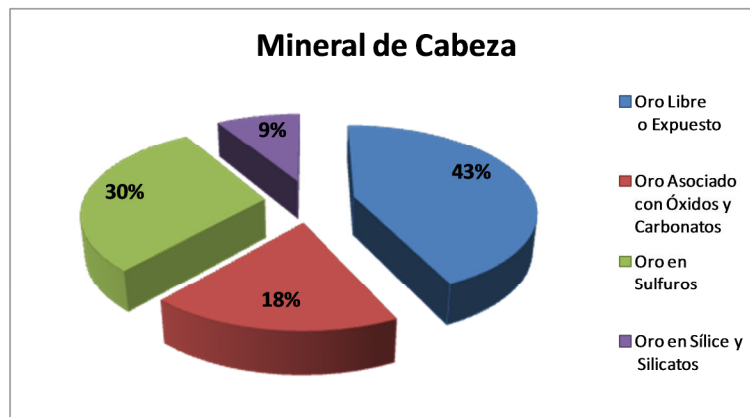
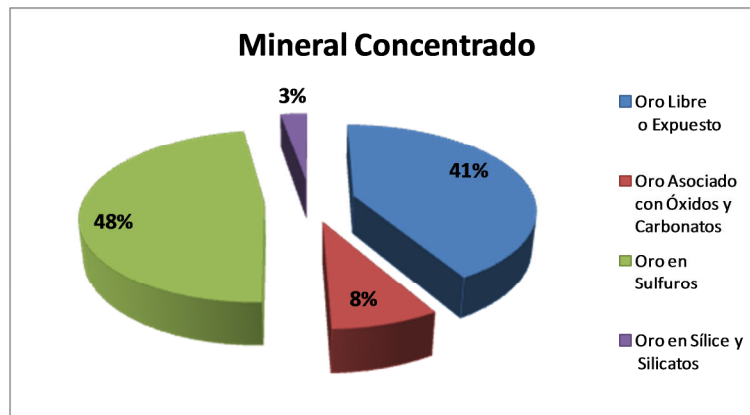


Figura 21. Resultados de la lixiviación de diagnóstico mineral concentrado.



<sup>22</sup>Mayra Amanda Vargas Ávila Jose Julian Yanez Translaviña. Mejoramiento de los procesos de beneficio y tratamiento de minerales auroargentíferos de "mina vieja" en el asentamiento minero de San Pedro Frio.

<sup>23</sup>Jairo Ramírez Pimiento. Evaluación Metalúrgica de minerales auríferos provenientes del yacimiento angostura (California-Santander). UIS 2008

Los resultados obtenidos de la lixiviación de diagnóstico, muestran que la mayor parte del oro que presenta este mineral está asociada a sulfuros entre ellos la pirita 30 y 48% para el mineral de cabeza y el concentrado respectivamente, seguido de la proporción de oro libre, otra parte a óxidos y carbonatos y en menor proporción asociado a sílice y silicatos.

La información obtenida de este ensayo respecto al grado de asociación mineralógica de la mena concentrada, permitió corroborar la refractariedad presentada por la pirita a la cianuración, lo que implica dificultad en la recuperación de oro mediante procesos convencionales de cianuración del porcentaje de oro asociado a la pirita. Según estas cantidades de oro asociado a minerales refractarios a la cianuración hacen prever que los porcentajes de oro obtenidos de este tipo de mena serán bajos, con la posibilidad de que su extracción no sea viable económicamente.

#### 4.4. Análisis de ensayos de tostación clorurante.

De acuerdo con los resultados experimentales obtenidos de la tostación clorurante, se analizaron los efectos de las variables en cada una de las pruebas, y estos se contrastaron con los diagramas de estabilidad termodinámica correspondientes.

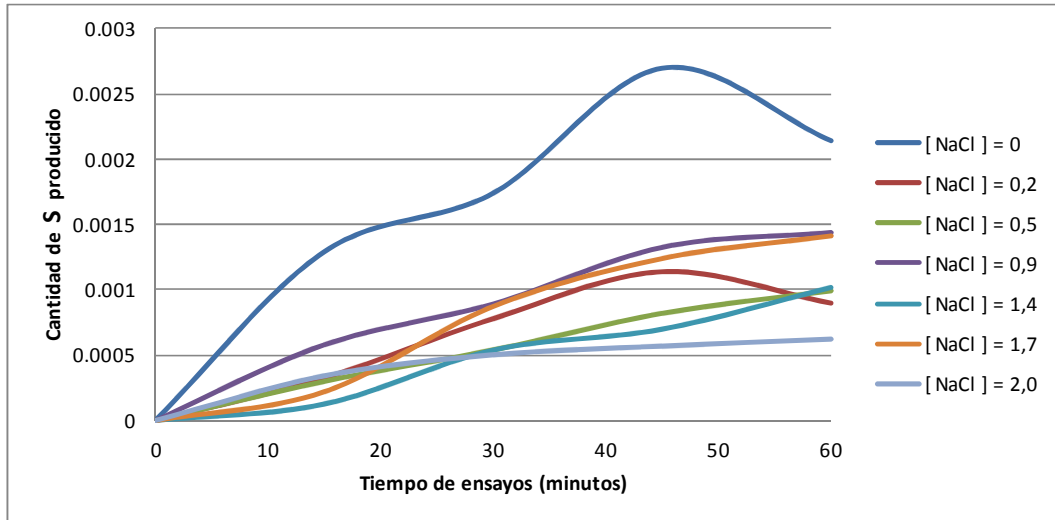
A continuación se presentan diferentes condiciones experimentales como, presiones, temperaturas, y concentración de NaCl.

**Tabla 12.** Parámetros de ensayos de tostación

<b>Condiciones Experimentales</b>	
Presiones	Cilindro de aire, Cilindro de oxígeno
Concentraciones de NaCl	0.2 - 2.0 gramos
Temperaturas	450, 600 y 750°C.

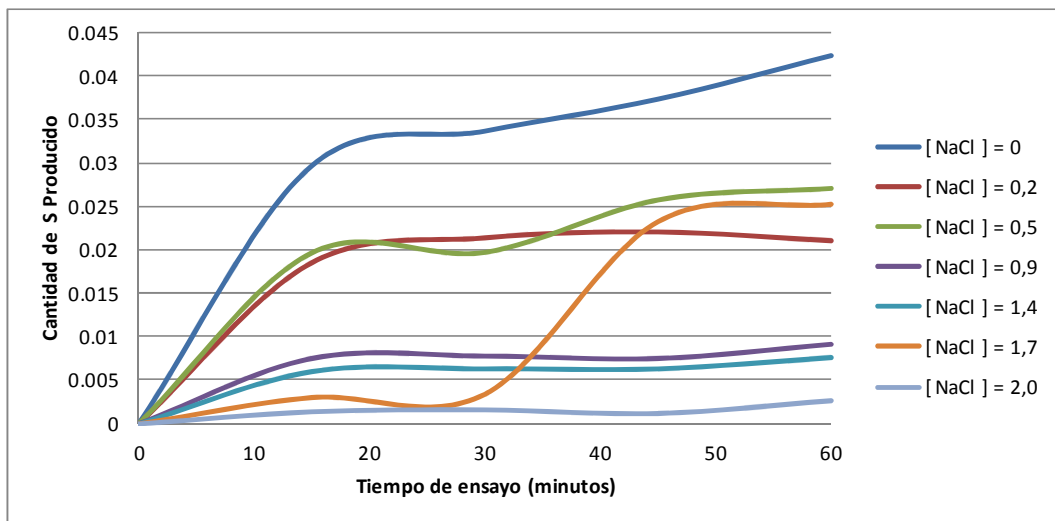
En las figuras 22, 23 y 24, se presentan los resultados obtenidos para el pretratamiento a altas temperaturas con y sin agente activo, se calculó la cantidad de azufre generado en cada temperatura ensayada.

**Figura 22.** Curvas cantidad de azufre generado por muestras sometidas a 450°C, cilindro oxígeno durante una hora de ensayo

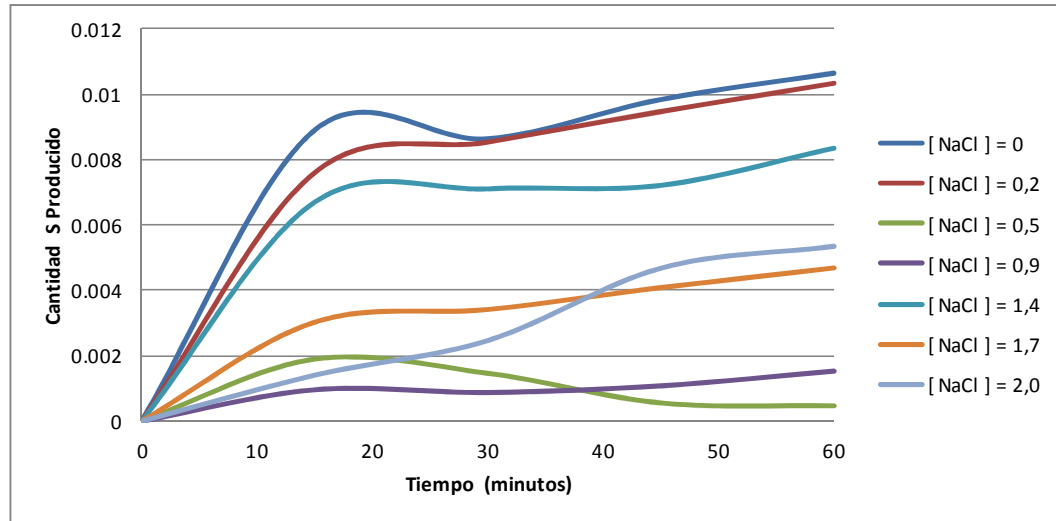


En la anterior figura se describe la cantidad de  $\text{SO}_2$  generado a 450°C, encontrándose que la menor producción de este gas sucede cuando se adicionaron 2.0 gramos de agente activo.

**Figura 23.** Curvas cantidad de azufre generado por muestras sometidas a 600°C, cilindro oxígeno durante una hora de ensayo



**Figura 24.** Curvas cantidad de azufre generado por muestras sometidas a 750°C, cilindro oxígeno durante una hora de ensayo



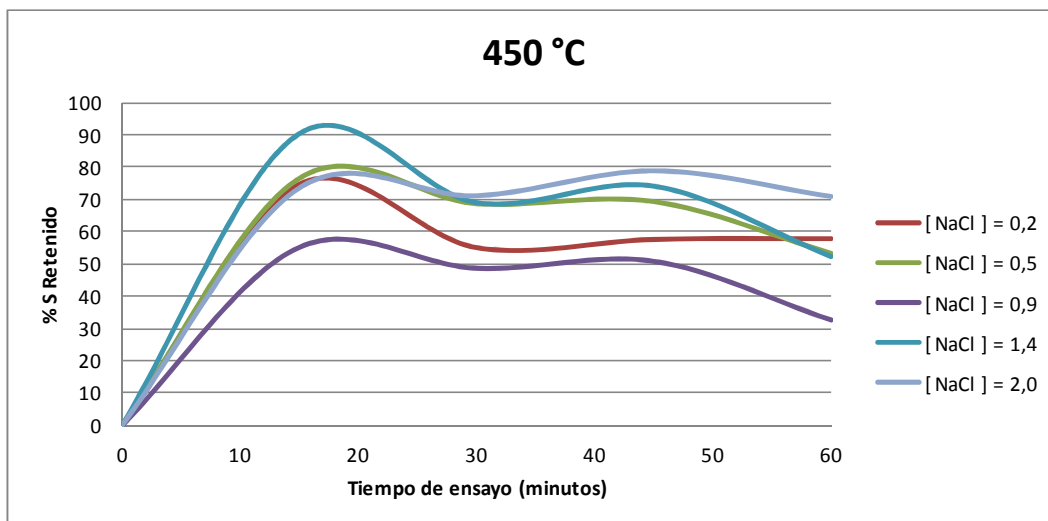
#### 4.4.1. Ensayos de tostación en atmósfera de oxígeno industrial.

Se calculó el porcentaje de azufre retenido en cada ensayo, el porcentaje de azufre retenido/liberado se determinó con respecto a la cantidad de  $\text{SO}_2$  emitida inicialmente sin NaCl cada 15 minutos durante 1 hora, a cada temperatura.

Teniéndose en cuenta que a las temperaturas de trabajo experimentadas no se alcanzó una tostación a muerte, o sea, no se eliminó el azufre completamente, porque la temperatura y el tiempo no fueron los adecuados para que ocurriera la transformación total de sulfuros a óxido; se tomó como referencia la cantidad producida de S para cada temperatura, durante una hora y sin adición de NaCl, con base a este valor se calculó el porcentaje de azufre producido o retenido, para los ensayos donde se adicione NaCl.

Tomándose como cantidad del azufre de referencia el que se produjo en cada temperatura cuándo no se adicionó cloruro de sodio.

Figura 25. Porcentaje de S retenido Vs tiempo de ensayo, a 450°C con cilindro de O<sub>2</sub>.



El porcentaje de S retenido está conformado por el azufre del mineral que no ha sido oxidado y el que hace parte de la fase solida transformada, este porcentaje es mayor aproximadamente en el intervalo de tiempo de 20-30 min de transcurrido el ensayo a 450°C (ver figura 25), cuando se trabajo con una cantidad de 1,4 g de NaCl, presentando un pico de 93% en el porcentaje de azufre retenido.

También se puede observar que con una cantidad suficiente de 0,5 gramos de NaCl a estas condiciones de temperatura se presenta un buen porcentaje de retención de 67,5 % S durante toda la hora. A continuación en la figura 28 se observan los cambios físicos cualitativos sufridos en las muestras, sometidas al pre-tratamiento a 450°C.

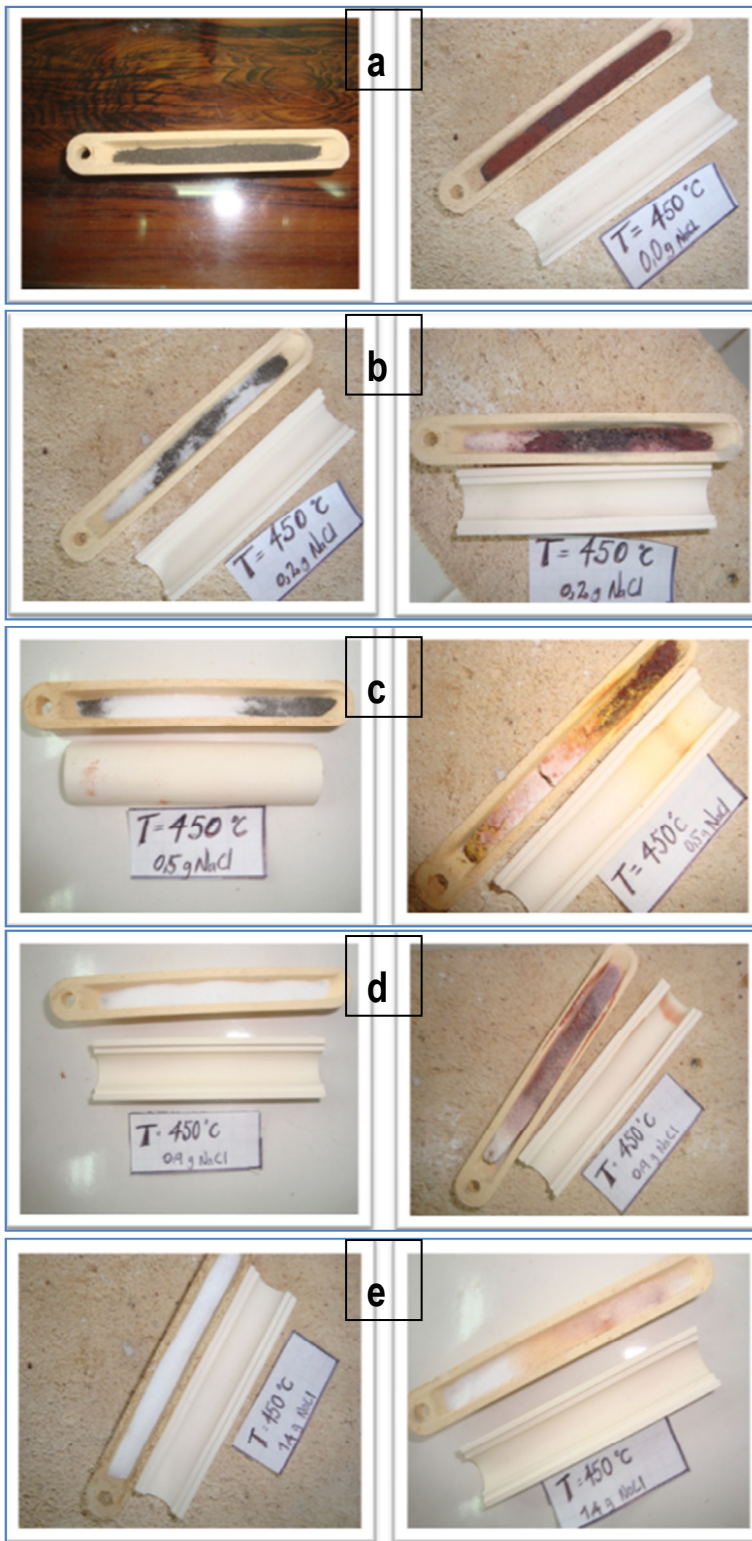


Figura26. Muestra a 450°C antes y después del tratamiento piro-metalúrgico.  
a) 0.0 gramos de NaCl, b) 0.2 gramos de NaCl, c) 0.5 gramos de NaCl, d) 0.9 gramos de NaCl, e) 1.4 gramos de NaCl

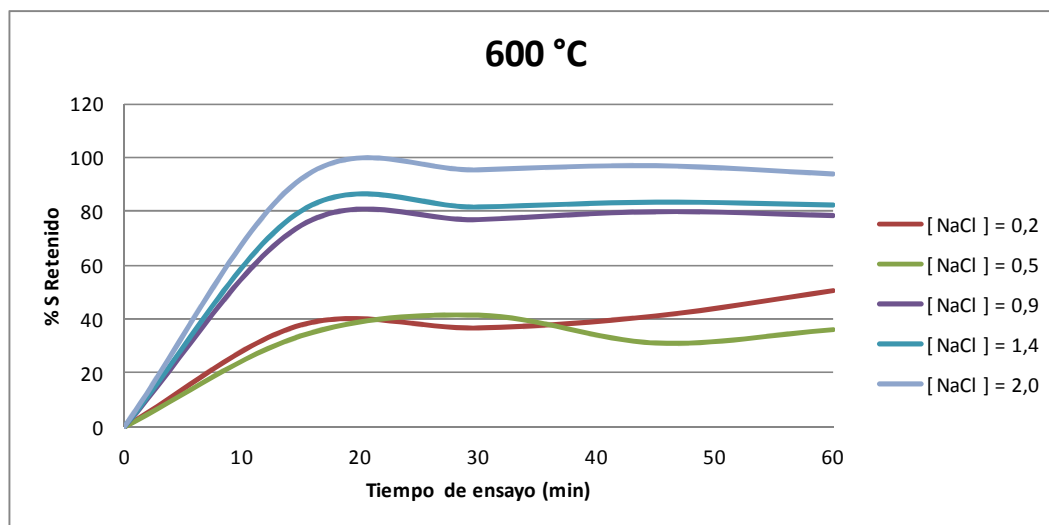
En la inspección visual se evidencia que las muestras presentan variación de colores a medida en que la cantidad de agente activo aumenta, esto es un indicador de que a estas condiciones hay interacción entre el NaCl y el mineral dando lugar a la formación de fases producto del tratamiento, por ejemplo en la figura 26.d se puede ver un color rojo típico de los óxidos de hierro como productos de tostación, también se notó un color rojo en menor intensidad debido quizás a las reacciones ocurridas con el NaCl.

En los ensayos con cantidades de 1.4 gramos, figura 26.e, se observó que en la parte superior de la muestra no se detectó ningún tipo de cambio a simple vista, donde se notó una capa de NaCl (libre de reacción), ya en la zona o parte intermedia de la navecilla, en la muestra se ve una capa de color amarillo como en la anterior imagen de concentración 0.9, pero en mayor proporción.

Las muestras con 1.4 y 2.0 gramos de NaCl presentaron mayor cantidad de NaCl superficial sin reaccionar, aunque en las zonas internas más cercanas al mineral se observó gran reacción esto es corroborado por el porcentaje de retención de dióxido de azufre a estas condiciones siendo en promedio mayores a los otros ensayos, 71 y 74 % de azufre retenido, respectivamente.

A continuación en la figura 27, se pueden ver los porcentajes de azufre retenido para los ensayos realizados con el cilindro de oxígeno a una temperatura de 600°C y diferentes concentraciones del agente activo NaCl.

Figura 27. Porcentaje de S retenido Vs tiempo de ensayo, a 600°C con cilindro de O<sub>2</sub>.

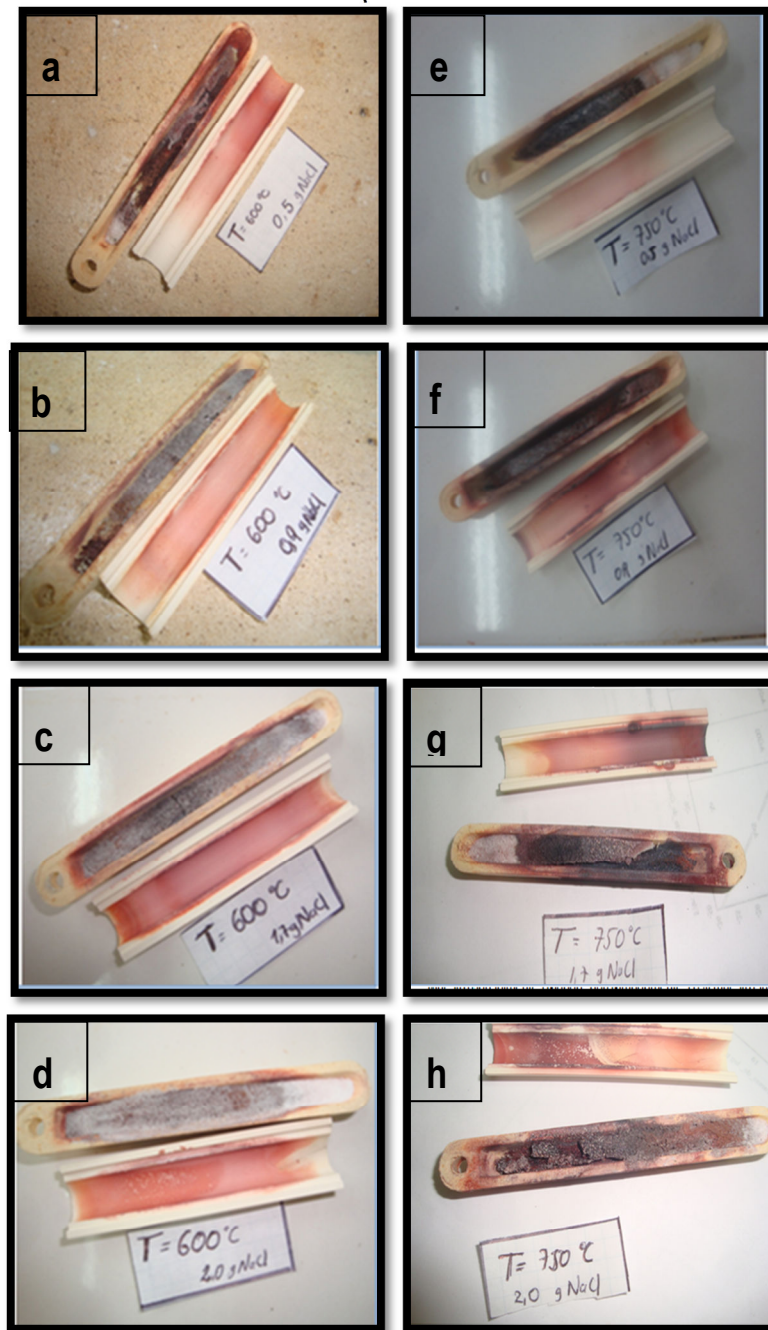


A esta temperatura y condiciones de concentración de NaCl se observó que el mayor porcentaje retenido de S; se presenta cuando se realizó el ensayo con una relación (g NaCl / g Mineral) de 2; mostrando un porcentaje de retención promedio del (94,48%) y su mayor porcentaje fue de (96,83%) a los 45 min de corrida la prueba, con respecto al azufre liberado por la muestra de 1.0 gramo de mineral sometido a esa misma temperatura y 0.0 gramos de NaCl.

Para 0.9 y 1.4 gramos de NaCl se observó un promedio de % S retenido de 77.80 y 81.87% respectivamente. En estas pruebas se notó que hay una pequeña parte de la sal que no reacciona, y

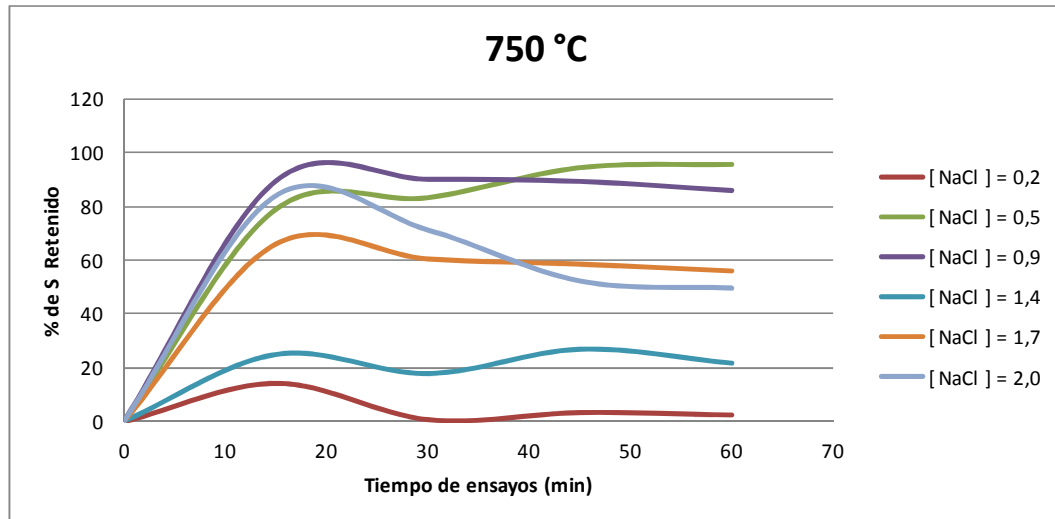
una que si lo hace en el otro extremo formando una variación de tonalidades de rojo hasta alcanzar unas zonas donde se ven negras, cercanas a las paredes de la nave. Según los datos de la figura 27. El máximo S Retenido fue del 80.17 % a los 45 minutos, lo que quiere decir que a esas condiciones de concentración, temperatura y presión parcial de  $O_2$ , son suficientemente favorables para obtener una excelente retención de  $SO_2$ .

Figura 28. Muestras a  $600^\circ C$  a) 0.5 gramos de NaCl, b) 0.9 gramos de NaCl, c) 1.7 gramos de NaCl, d) 2.0 gramos de NaCl, Muestras a  $750^\circ C$  e) 0.5 gramos de NaCl, f) 0.9 gramos de NaCl, g) 1.7 gramos de NaCl, h) 2.0 gramos de NaCl después del tratamiento



A continuación en la figura 29 se ilustran los porcentajes de S retenido para los ensayos realizados a 750°C con el cilindro de oxígeno y diferentes concentraciones del agente activo NaCl.

Figura 29. Porcentaje de S retenido Vs tiempo de ensayo, a 750°C con cilindro de O<sub>2</sub>.



El porcentaje de S retenido con 0,2 g de NaCl no es significativo, siendo solamente de 5%, pero al 0.5 y 0.9 gramos se nota una mejoría en estos valores siendo del 85.07 y 88.61 respectivamente, comparando estos dos valores es favorable trabajar con una concentración de 0.5 gramos de NaCl ya que si la aumentamos en 0.4 gramos la recuperación será solo del 3.54%.

Para 1.7 y 2.0 los porcentajes de recuperación también son buenos pero inferiores a los presentados por los de 0.5 y 0.9 de agente clorurante, teniéndose en cuenta que desde los 25 min, se observa una disminución en el porcentaje de S retenido, posiblemente a que a estas condiciones termodinámicas el S total (comparación con el de la muestra inicial) producido ha empezado a disminuirse, por la transformación de un compuesto sólido estable.

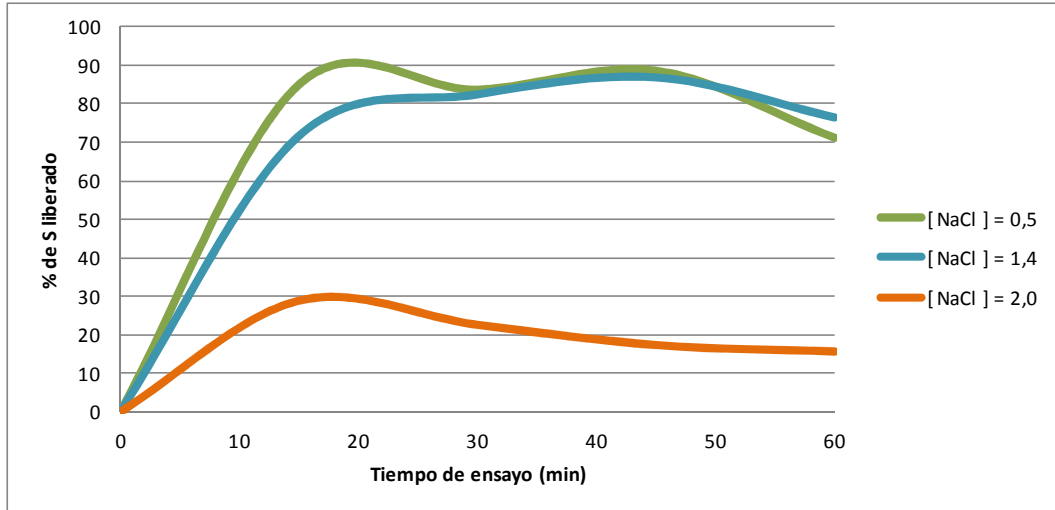
En la muestra con 1.4 gramos de NaCl se observó una mezcla en una capa sinterizada muy consistente o de buena resistencia mecánica en comparación con todos los anteriores ensayos, figura 30.d.

En la figura 30.h, en el registro de esta nave se observan diferentes fases pero lo más interesante de este ensayo es la formación de una zona superior totalmente sinterizada y mostrando un brillo metálico. En este ensayo se tuvieron resultados del 84% de retención de S, durante los primeros 15 minutos del experimento con respecto a la cantidad de SO<sub>2</sub> generada a esa misma temperatura y sin adición de NaCl, pero el promedio de retención de S durante todo el ensayo fue de 64 % inferior a los obtenidos con 0.5 y 0.9 gramos de NaCl.

#### 4.4.2. Ensayos de tostación en atmosfera de aire.

Para los ensayos con Aire, se sometieron muestras de 1.0 gramos de mineral adicionándoles 0.5, 1.4, y 2.0 gramos de NaCl a tres temperaturas 450°C, 600°C y 750°C.

Figura 30. Porcentaje de S liberado Vs tiempo de ensayo, a 450°C con Aire.



Los resultados obtenidos y visualizados en la figura 30, mostraron que para que haya menor cantidad de dióxido de azufre generado, la cantidad del NaCl debe ser muy alta por ejemplo con 2.0 gramos de agente clorurante dando un promedio de 21% de emisión a estas condiciones. A relaciones más altas de mineral/NaCl los resultados son desfavorables por ejemplo para 0.5 son del 15% de retención de S.

Figura 31. Porcentaje de S liberado Vs tiempo de ensayo, a 600°C con Aire.

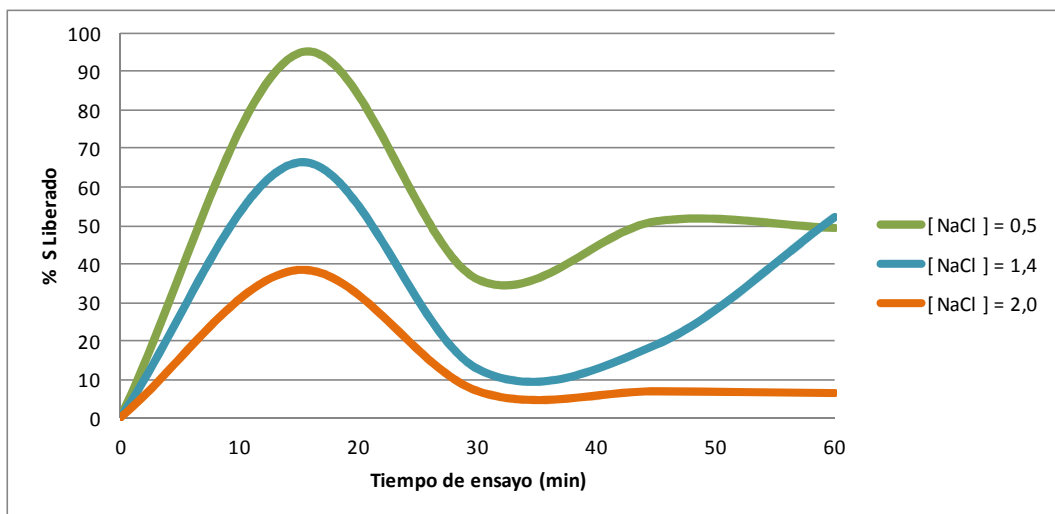
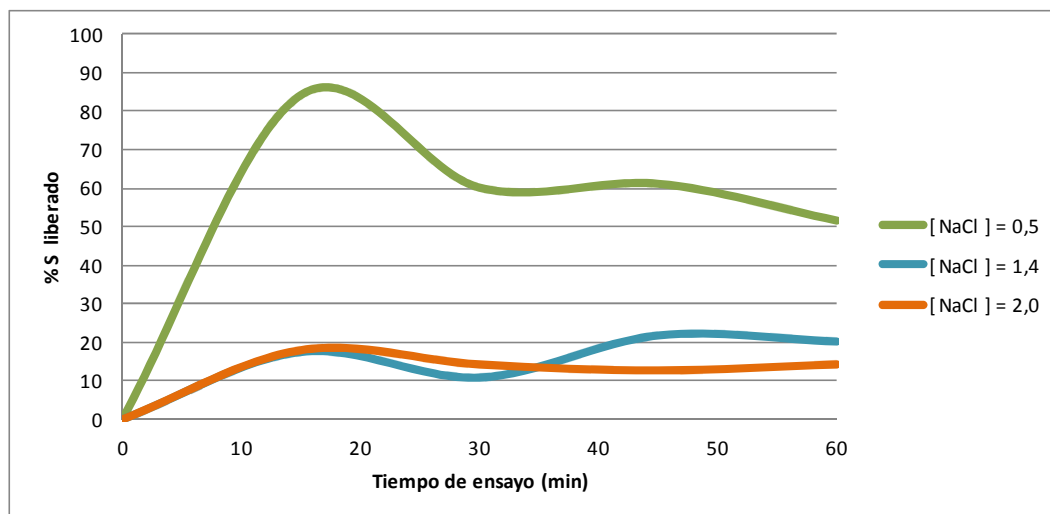
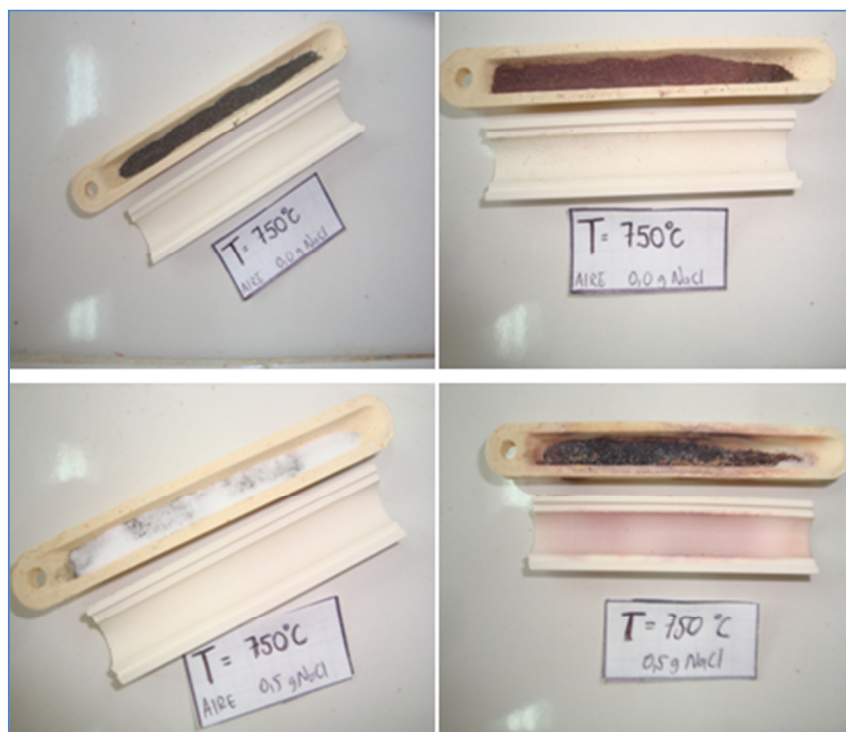


Figura 32. Porcentaje de S liberado Vs tiempo de ensayo, a 750°C con Aire.

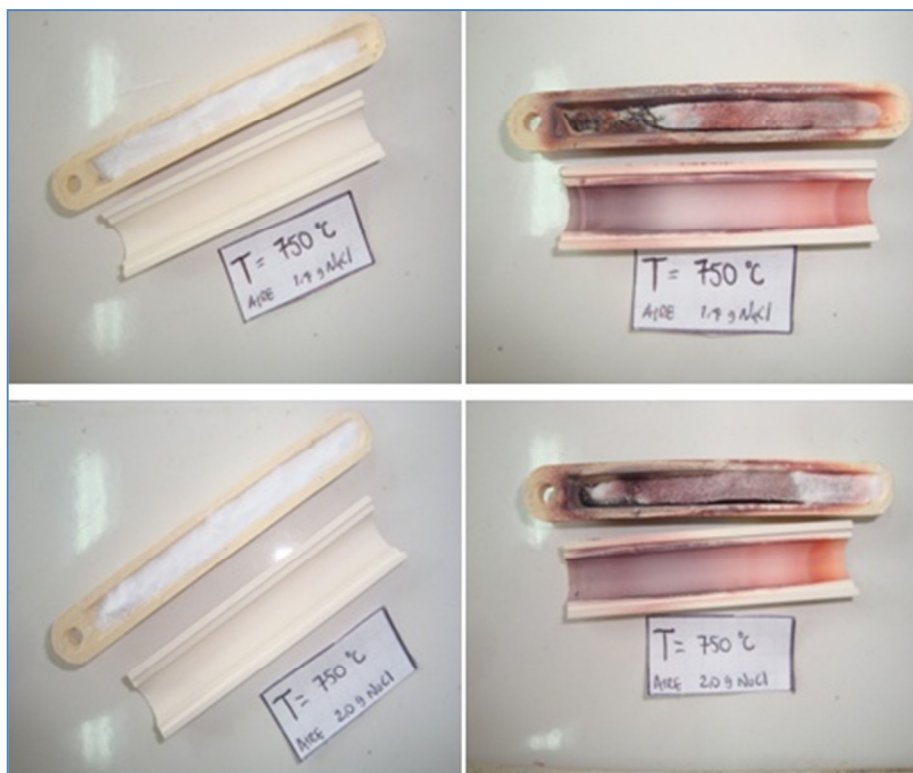


Según los resultados de arrojados por estas curvas de la figura 32, son necesarias cantidades de NaCl superiores a 1.4 gramos para tener porcentajes de S liberados inferiores al 30%, esto se corrobora con las imágenes mostradas en las figuras 33 y 34, donde se observa que una cantidad de 0.5 gramos de NaCl parece no ser suficiente para formar fases estables de azufre, a diferencia como se ve en la figura 34, donde al parecer hay mayor reacción entre el agente clorurante y el mineral.

Figura 33. Muestra a 750°C con 0.0 y 0.5 gramos de NaCl.



Figuras 34. Muestras a 750°C con 1.4 y 2.0 gramos de NaCl.



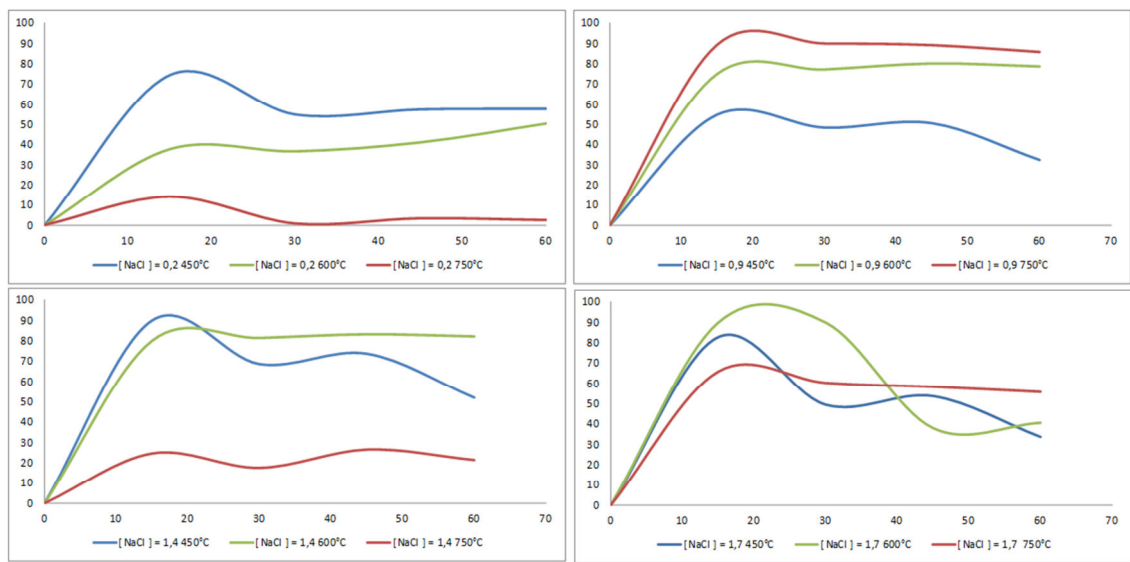
Con base a los anteriores resultados se pueden tomar rutas alternativas para el posible pretratamiento, las cuales serian someter el mineral sulfurado a las siguientes condiciones de procesamiento (Ver tabla 13), basado en los rangos de resultados obtenidos para menor generación de SO<sub>2</sub>.

Tabla 13. Resultados de opciones de las condiciones de procesamiento

Temperatura °C	Atmósfera	Gramos de NaCl
450	O <sub>2</sub>	0.9 – 1.4
450	Aire	2.0
600	O <sub>2</sub>	0.5-0.9
600	Aire	0.5-1.4
750	O <sub>2</sub>	0.5-0.9
750	Aire	0.5-1.4

#### 4.4.3. Influencia de la temperatura sobre la retención de SO<sub>2</sub>.

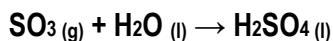
Figura 35. Porcentaje de S retenido Vs tiempo a diferentes temperaturas.



A concentraciones bajas de NaCl la cantidad de S retenido para la temperatura de 750°C es muy poco, pero para 450°C este porcentaje alcanza un máximo de 80%, a medida que se incrementa la concentración de NaCl la diferencia de % de retención de S se hace más pequeña, para las diferentes temperaturas.

#### 4.4.4. Influencia de la concentración de NaCl sobre la cantidad de SO<sub>2</sub> generado.

La formación de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> es un indicador de la cantidad de SO<sub>2</sub> que se produjo en cada ensayo, según la reacción de formación del ácido sulfúrico, En presencia del agua atmosférica o sobre superficies húmedas, el trióxido de azufre (SO<sub>3</sub>) se convierte rápidamente en ácido sulfúrico (H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>).



En la figura 31. Se observa que a medida que aumenta la concentración de agente activo la producción de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> es menor, corroborando lo que se veía en la figura 34, donde se observaba que para concentraciones de NaCl 1.4 - 2.0 gramos se obtienen porcentajes de emisión de SO<sub>2</sub> inferiores al 30%, siendo cantidades muy altas de agente activo.

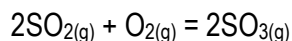
En el caso de los ensayos realizados a 750°C figura 31. Se comprueba lo dicho en párrafos anteriores, mostrando resultados donde el porcentaje de S retenido con 0,2 g de NaCl no es significativo, siendo solamente de 5%, pero al 0.5 y 0.9 gramos se nota un incremento en estos valores siendo del 85.07 y 88.61 respectivamente, comparando estos dos valores es favorable trabajar con una concentración de 0.5 gramos de NaCl ya que si aumenta la cantidad en 0.4 gramos la recuperación será solo del 3.54%.

Para 1.7 y 2.0 gramos de NaCl los porcentajes de recuperación también son inferiores a los presentados por los de 0.5 y 0.9 de agente clorurante, teniéndose en cuenta que desde los 25 min, se observa una disminución en el porcentaje de S retenido.

#### **4.4.5. Influencia de la presión parcial de oxígeno sobre la cantidad de dióxido de azufre generado.**

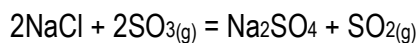
Se compararon las cantidades de SO<sub>2</sub> emitidas durante los ensayos en atmósferas de aire y oxígeno, para cada temperatura y se encontró que la producción de dióxido de azufre es menor para atmósfera de oxígeno.

Posiblemente, al tener mayores presiones parciales de O<sub>2</sub> se favorece la formación en mayores proporciones del producto de la siguiente reacción:



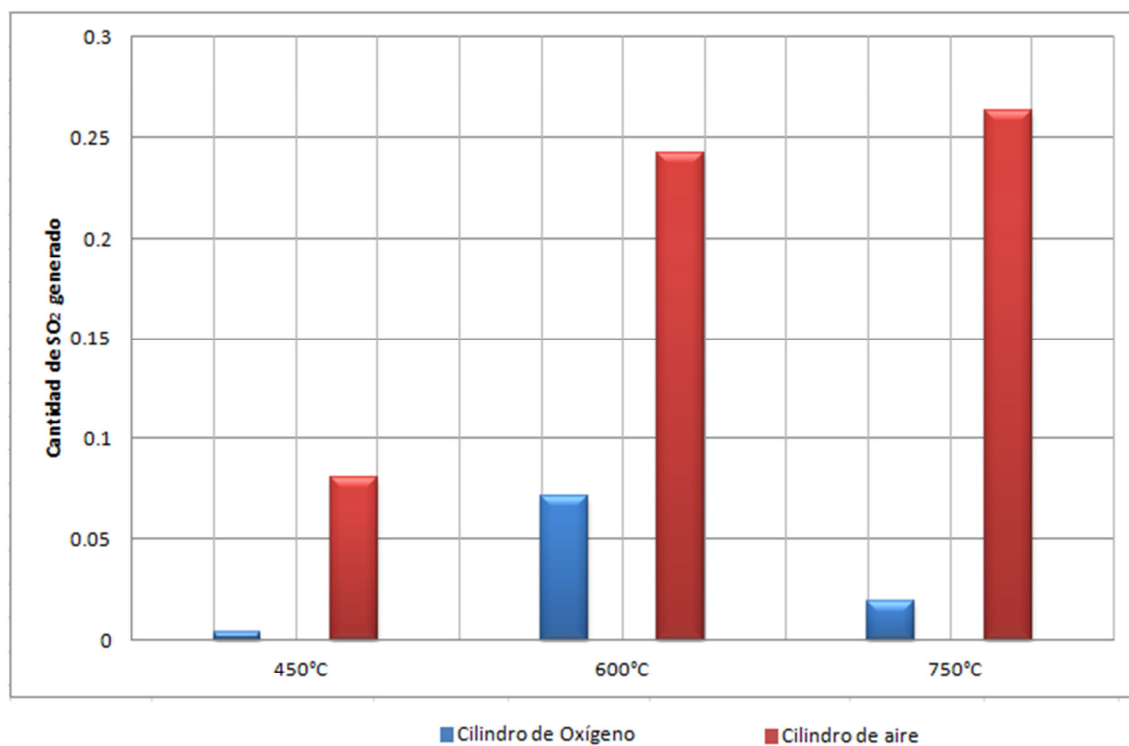
La cual tiene un  $\Delta G$  negativo para un rango de temperaturas entre 0 y 800°C, un signo menos lo cual indica entonces que la reacción tiende a efectuarse espontáneamente en la dirección indicada.

Este SO<sub>3</sub> generado en cantidades suficientes en esta atmósfera, entra a ser parte de la siguiente reacción:



Formando posiblemente así el sulfato de sodio, entre otros compuestos y SO<sub>2</sub> no retenido (liberado a la solución donde se capturan los gases emitidos del sistema).

**Figura36.** Cantidad de SO<sub>2</sub> Vs Temperaturas



#### 4.5. Resultados al mineral producto de la tostación

Al mineral tratado térmicamente, a 600°C en atmósfera de oxígeno y 0.7 gramos de agente activo se le realizó en ensayo al fuego, para determinar el porcentaje de concentración de oro. Los resultados se presentan en la siguiente tabla

**Tabla 14.** Resultados de ensayo al fuego mineral producto de la tostación.

Mineral producto de la tostación				
Peso (g) Doré	Peso (g) Oro	Peso (g) Plata	Tenor Au (g/Tn)	Tenor Ag (g/Tn)
0.00273	0.00025	0.00248	8.333	82.658

$$\% \text{Concentración de Oro} = \left[ \left( \frac{|Ley\ inicial - Ley\ final|}{Ley\ inicial} \right) * 100 \right]$$

$$\% \text{Concentración de Oro} = 19.14\%$$

La concentración de oro en el mineral se calculó teniendo en cuenta el tenor de oro en el mineral antes del tratamiento que era de 6.994 g/Tn mineral y el tenor de oro en el mineral tratado térmicamente el valor arrojado por el ensayo mostrado en la tabla 14, fue de 8.333 y el porcentaje de concentración fue determinado por la anterior ecuación, dando como resultado un % de concentración de oro del 19.14%, lo cual indica un aumento de oro en la calcina.

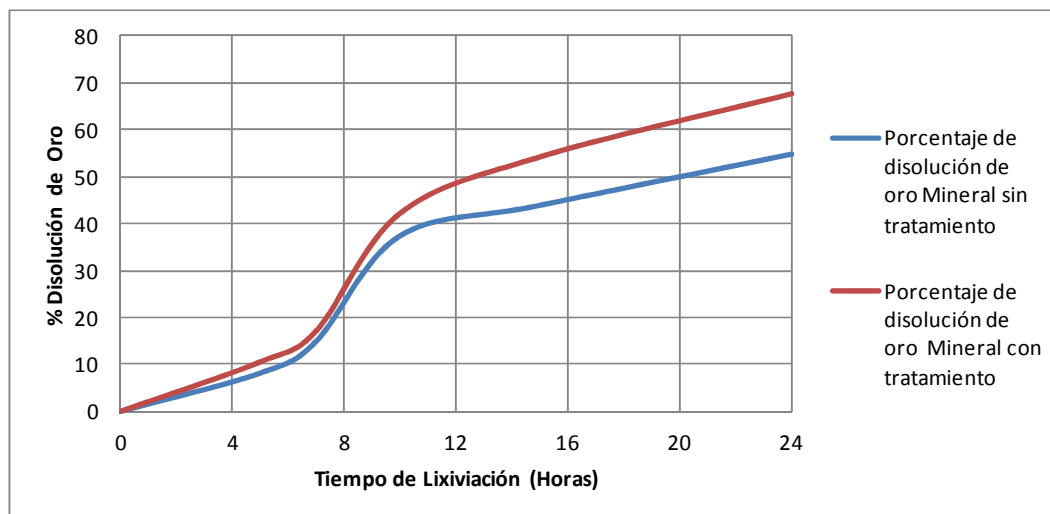
#### 4.6. Pruebas de cianuración de los productos de tostación

Se determinó el efecto del tratamiento de tostación clorurante sobre el nivel de disolución de oro, se llevaron a cabo ensayos de cianuración en muestra tratada y sin tratar, calculándose la cantidad de oro disuelto y calculándose el porcentaje de disolución de oro, los resultados se pueden observar en la siguiente tabla.

**Tabla 15.** Porcentaje de disolución de oro Vs tiempo de lixiviación.

Tiempo de Lixiviación (Horas)	Porcentaje de disolución de oro Mineral sin tratamiento	Porcentaje de disolución de oro Mineral con tratamiento
0	0.00	0.00
5	8.15	10.50
7	14.83	17.02
10	37.30	42.05
15	43.80	54.07
24	54.70	67.50

**Figura 37.** Comparación de disolución de oro Vs Tiempo de agitación de la lixiviación con y sin pretratamiento.



De los resultados mostrados en la figura 37. se puede observar que para las muestras cianuradas del mineral tratado evidencia un mejor porcentaje de disolución de oro, respecto a la muestra sin tratamiento con agente clorurante (54.70%). Durante la lixiviación se alcanzó un valor máximo de 67.5% de oro disuelto registrado para el mineral tratado a 600°C en atmosfera oxidante y 0.7 gramos de NaCl. Este aumento en la disolución evidencia la disminución en el grado de refractariedad del mineral como consecuencia del pretratamiento pirometalúrgicos aplicado a este.

#### **4.7. Resultados de la caracterización e identificación del producto de calcinación**

Para la identificación de las especies se realizó el estudio con ayuda del software HSC, construyendo diagramas de estabilidad y predominancia termodinámica, los cuales se ilustran en las figuras 38, 39; y se encontraron que los posibles productos formados durante el pretratamiento a las condiciones estudiadas son los siguientes,  $Fe_2O_3$ ,  $Fe_2(SO_4)_3$ ,  $Na_2SO_4$ ,  $Fe_3O_4$ , entre otros óxidos haciendo parte de la calina en producto final a 600°C, comparándose con los resultados obtenidos por fluorescencia de Rayos X(ver tabla 16).

**Tabla 16.** Resultados % de óxidos del ensayo de FRX al mineral calcinado.

<b>Composición</b>		
<b>Analito</b>	<b>%</b>	<b>Des. Estándar</b>
<b>Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	28.56	0.04
<b>Na<sub>2</sub>O</b>	18.1	0.5
<b>SO<sub>3</sub></b>	9.64	0.04
<b>SiO<sub>2</sub></b>	9.60	0.07
<b>Cl</b>	6.02	0.03
<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	1.80	0.06
<b>K<sub>2</sub>O</b>	0.195	0.008
<b>TiO<sub>2</sub></b>	0.109	0.008
<b>P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	0.089	0.019
<b>CaO</b>	0.067	0.005
<b>BaO</b>	0.031	0.013
<b>CuO</b>	0.029	0.002

La calcinación sin NaCl, permite romper o producir la destrucción de la matriz de sulfuro dejando el oro concentrado con mineral oxidado de hierro.

La calcinación con NaCl, además de producir la destrucción de la matriz de sulfuro concentrando el oro, con mineral de hierro oxidado (28.56%), También se forma un óxido de sodio (18.1%) y otros óxidos de silicio, aluminio, potasio, titanio, calcio.

Las fases que se pueden formar según los diagramas de Kellogg de los sistemas Fe-O-S y Na-O-S, se pueden ver en las siguientes figuras, donde las especies con mayor área, son las especies con mayor tendencia termodinámica se formaron, y los diagramas de la figuras 38 y 39, equilibrio de Kellogg y de predominancia termodinámica para el sistema Fe-S-O muestra que las especies en mayor proporción son el Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> y el Fe<sub>2</sub>(SO<sub>4</sub>)<sub>3</sub> en las tres temperaturas de trabajo. Mientras que del diagrama de predominancia termodinámica para el sistema Na-O-S mostrado en la figura 41 permite ver que la especie que se forma en el amplio rango de temperatura es el Na<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>.

Figura 38. Diagrama de Kellogg para el sistema Fe-O-S

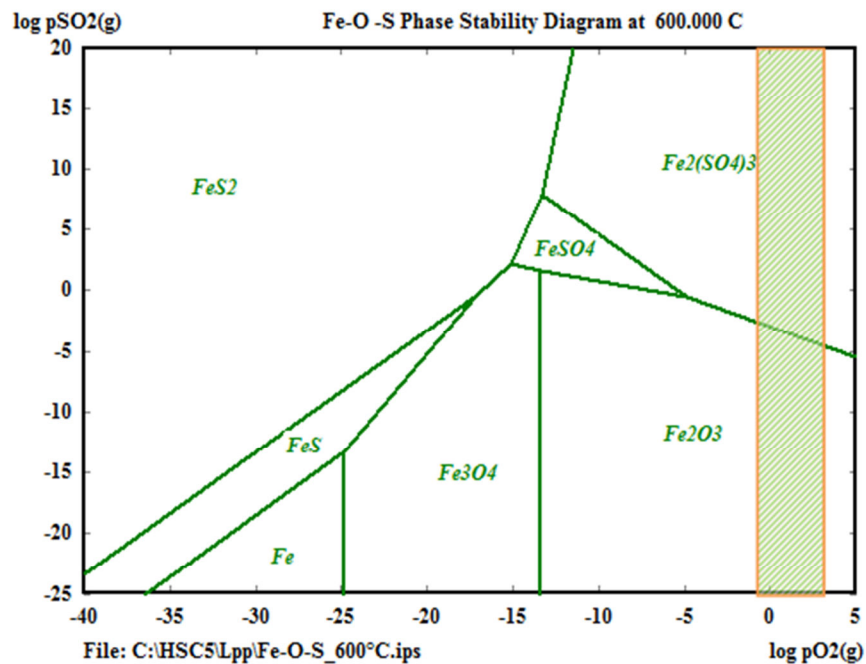


Figura 39. Diagrama de predominancia para el sistema Fe-O-S

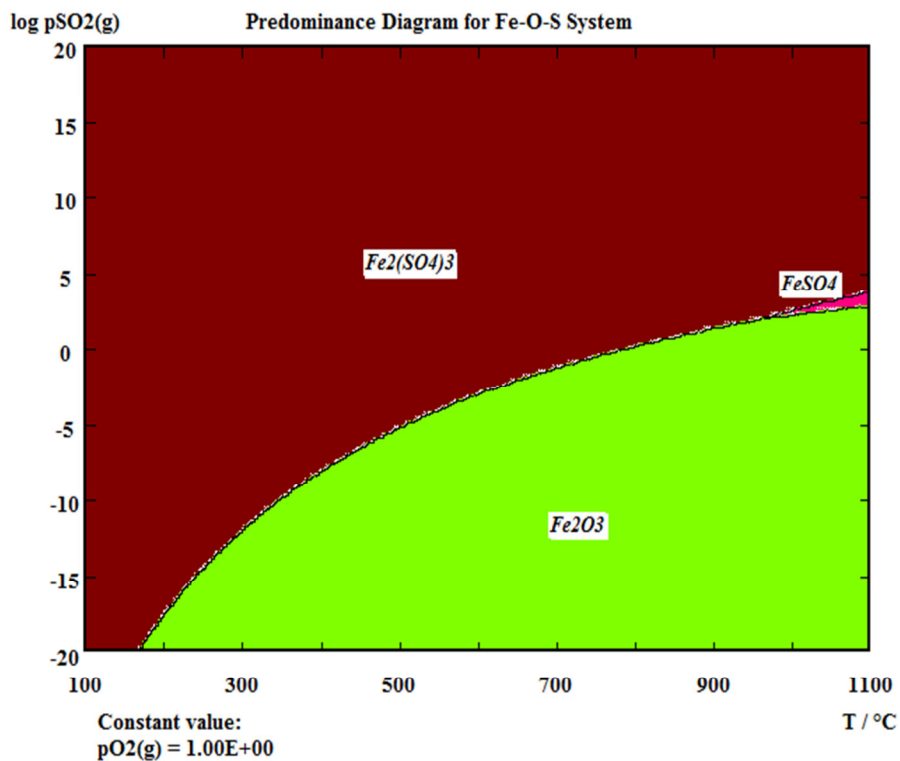


Figura 40. Diagrama de Kellogg para el sistema Na-O-S

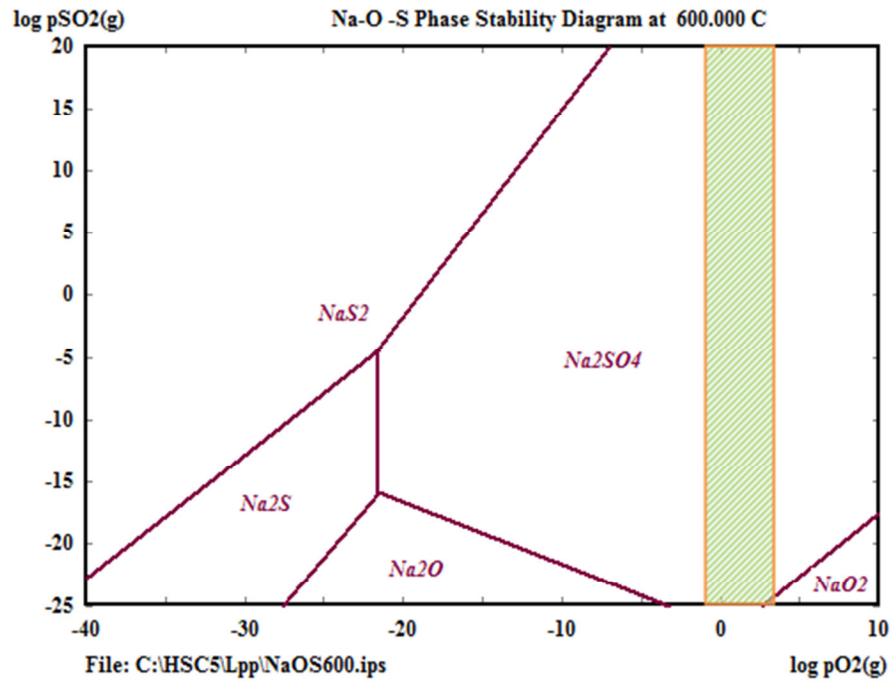
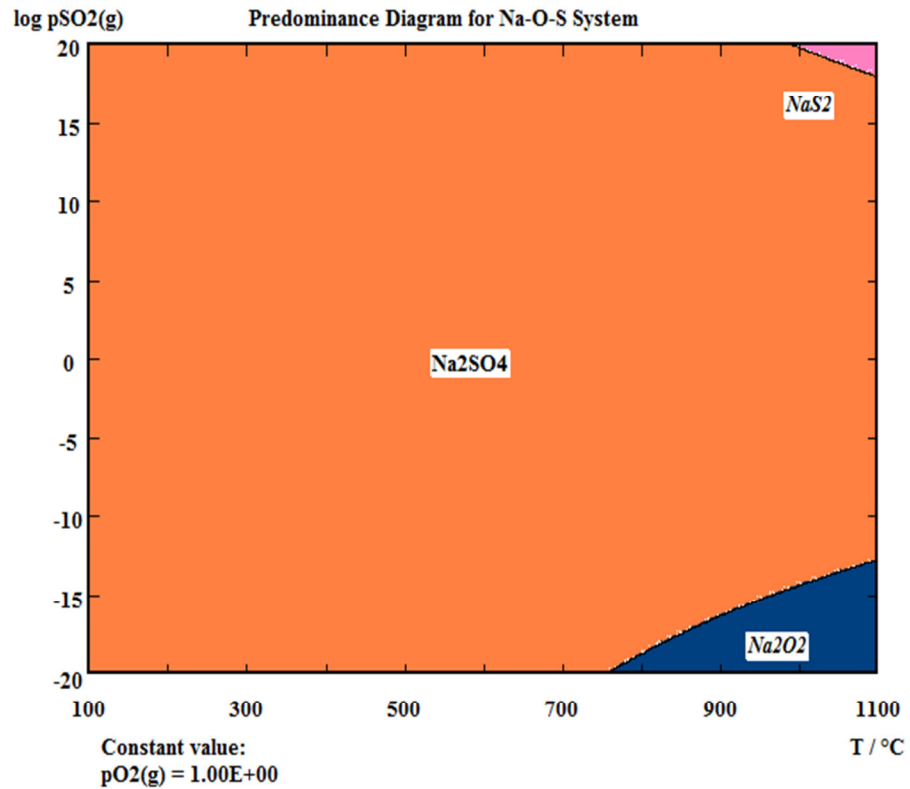


Figura 41. Diagrama de predominancia para el sistema Na-O-S



Por medio del análisis cuantitativo de fluorescencia de rayos X, se obtuvieron los siguientes resultados del producto de tostación y se compararon con los resultados del mineral sin tratamiento y se encontraron cambios en composición química mostrados en las siguientes tablas.

**Tabla 15.** Resultados ensayo de FRX al mineral concentrado.

Composición		
Analito	%	Des. Estándar
S	18.600	0.090
Fe	19.520	0.040
Si	8.700	0.100
Al	2.340	0.090
K	0.816	0.014
Ti	0.147	0.009
Ca	0.061	0.006
Ba	0.075	0.017
Cu	0.034	0.002
As	0.011	0.001
Sr	0.010	0.001
Zn	0.009	0.001

**Tabla 16.** Resultados ensayo de FRX al producto de la tostación.

Composición		
Analito	%	Des. Estándar
S	3.86	0.04
Fe	19.97	0.04
Si	4.49	0.07
Al	0.95	0.06
K	0.163	0.008
Ti	0.066	0.008
Ca	0.048	0.005
Ba	0.028	0.013
Cu	0.023	0.002
As	47ppm	9
Na	12.7	0.5
Cl	6.02	0.03

## 5. CONCLUSIONES.

- Macroscópicamente en la muestra estudiada se observa que uno de los minerales principales es la pirita, acompañada de cuarzo como ganga; el análisis elemental de FRX muestra elementos tales como azufre, hierro, silicio, aluminio, potasio, fósforo, titanio entre otros, se puede decir con base a relaciones entre los elementos presentes que el mineral puede presentar asociaciones mineralógicas tales como la pirita  $\text{FeS}_2$ , cuarzo  $\text{SiO}_2$ , ortoclasa  $\text{KAlSi}_3\text{O}_8$ , caolinita  $\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$ , óxidos de hierro y titanio entre otros, asociaciones mineralógicas comunes en minerales auríferos de la región.
- Mediante la realización de este trabajo se demostró el efecto positivo de adicionar agentes activos para que reaccionen y eviten formaciones muy grandes de dióxido de azufre en la calcinación de minerales auríferos como pretratamiento para disminuir su refractariedad a la cianuración, además de un aumento en la disolución de oro al momento de lixiviar.
- Se concluyó que una variable muy importante en el control del proceso de calcinación en este proceso es la presión parcial de oxígeno, ya que los ensayos con el cilindro de oxígeno se producen menores cantidades de  $\text{SO}_2$  en comparación a los que se realizaron con el cilindro de aire (menor presión parcial de oxígeno), como se visualizó en la figura 36.
- La concentración ó cantidad de  $\text{NaCl}$  es una variable también muy importante a tener en cuenta en este tratamiento previo de tostación clorurante a la cianuración de minerales auríferos con refractariedad física como la que presentaba este tipo de mena, ya que según el diagrama de predominancia termodinámica este compuesto es necesario para la formación de la especie  $\text{Na}_2\text{SO}_4$ , reduciendo la emisión de  $\text{SO}_2$  al ambiente.
- La disolución por cianuración del mineral refractario estudiado, mostró aumento como consecuencia de su exposición a la calcinación con  $\text{NaCl}$ . El mayor porcentaje de disolución de oro (67.50%) registrado en la muestra de mineral tratado y lixiviada durante 24 horas, lo que representó un aumento del 12.8 % respecto a la muestra de mineral que no fue sometida a calcinación clorurante.
- El tiempo adecuado de calcinación clorurante debe ser inferior a 40 minutos pero mayor a 20 ya que en este rango se observan significativos porcentajes de retención de  $\text{SO}_2$ , y al parecer la tostación parcial del mineral es máxima, teniendo en cuenta que la producción de  $\text{SO}_2$  tiende a disminuir transcurrido los 40 minutos un exceso de tiempo de tostación implicaría gastos económicos en el consumo de energía eléctrica del equipo y aumentaría los gastos en operación, posiblemente interfiriendo en la viabilidad del proceso.
- De acuerdo a los diagramas de predominancia termodinámica, diagramas de Kellogg y junto con los resultados del ensayo de FRX se identificaron especies presentes en el mineral producto de la calcinación clorurante,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Na}_2\text{O}$  y se contrastaron las zonas de estabilidad de los diagramas para los sistemas Fe-O-S y Na-O-S, de fases como  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ ,  $\text{Na}_2\text{SO}_4$ ,  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ , entre otros óxidos que hacen parte de la calina en el producto final a  $600^\circ\text{C}$ .

## 6. RECOMENDACIONES

- Con base en este estudio, de la aplicabilidad de tostación clorurante en presencia de NaCl como alternativa para disminuir la refractariedad de minerales auríferos a la cianuración y disminución en la formación de SO<sub>2</sub>, llevado a cabo en el presente trabajo y los buenos resultados obtenidos, es preciso avanzar en un desarrollo cinético y termodinámico de diferentes tipos de lixiviación, que permitan optimizar el grado de disolución.
- Se recomienda realizar investigaciones adicionales en las cuales se busque comprender la parte cinética de la calcinación clorurante teniendo en cuenta rangos de variables de presiones parciales y temperaturas.
- Con base en los buenos resultados obtenidos en este trabajo se recomienda realizar estudios que permitan evaluar la viabilidad de implementar esta técnica a nivel de planta piloto o a nivel industrial, tomándose así con una alternativa para mejorar las condiciones de la minería colombiana no solo a nivel de recuperación de metales valiosos sino pensando también en mejoramiento en la calidad del medio ambiente sometido a procesos de extracción de oro.

## 7. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- BUSTAMANTE, R. O. Programa Modular: procesamiento de minerales auro-argentíferos. Modulo 6 Concentración de Minerales.
- CÁRDENAS, Revilla Agustín. Metalurgia extractiva del Oro, op. Cit. P.6.
- CELEP, O. Deveci, H. Characterization of refractory behaviour of complex gold/silver ore by diagnostic leaching
- DELGADO, Oscar I. Mendoza, Álvaro A. Activación con molienda mecánica como pretratamiento en la cianuración de metales refractarios de oro.
- FRED C. Bond: "The Third Theory of Comminution"; Lecture Outline: Montana School of Mines.
- GALLARDO, Juan Vargas. Metalurgia del oro y la plata. Editorial San Marcos, 2<sup>da</sup> edición Lima-Perú, 1990.
- HABASHI, F. Principles of Extractive Metallurgy. Vol. I, II, III. Gordon and Breach. 1969.
- <http://alerce.pntic.mec.es/elor0008/pages/medulas6.htm>
- <http://www.nr.gov.nl.ca/mines&en/geosurvey/education/gold.stm>
- J. Hammerschmidt, J. Güntner, and B. Kerstiens. Roasting of gold ore in the circulating fluidized-bed technology. Outokumpu Technology, Oberursel, Germany.
- KELLY. E G & SPOTTISWOOD. Introducción al procesamiento de minerales. John Wiley. USA. 1982.
- LORENZEN, Leon. Some guidelines to the desing of a diagnostic leaching experiment. Minerals Engineering, Elsevier.
- Mike D. Adams. Advances in Gold ore Processing. Mutis Liber Pty Ltd., Guildford, Western Australia. Elsevier.
- RAMÍREZ Pimiento Jairo. Evaluación Metalúrgica de minerales auríferos provenientes del yacimiento angostura (California-Santander). UIS 2008
- RENGIFO, E. Maria. Ruiz, N Jorge. Propuesta de un diagrama de proceso para el beneficio y tratamiento de minerales. Tesis de grado 2002.
- ROSENQVIST, T. Principles of Extractive Metallurgy. Second Edition. McGraw-Hill. 1983.

- Standar Test Method for Analysis of Ores, Minerals, and Rocks by fire Assay  
Preconcentration atomic Emission Spectrometry – ASTM E 400 -02.
- Standar Test Method for pH of Solids ASTM D4972-01
- S.L. Chryssoulis and J. McMullen. Mineralogical investigation of gold ores. Developments in Mineral Processing. Mike D. Adams (Editor) 2005 Pág. 22-23
- THOMAS, K.G. PRESSURE OXIDATION OVERVIEW. Crystallex International Corporation, Toronto, Canadá.
- VARGAS Mayra Amanda - Ávila José Julian Yanez Translaviña. Mejoramiento de los procesos de beneficio y tratamiento de minerales auroargentíferos de “mina vieja” en el asentamiento minero de San Pedro Frio.