



UNIVERSIDAD DE SONORA

DIVISIÓN DE INGENIERÍA

**DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA QUÍMICA
Y METALURGIA**

EXTRACCIÓN DE ORO Y PLATA MEDIANTE CIANURACIÓN DE UN MINERAL AUROARGENTIFERO REFRACTARIO, PREVIO TRATAMIENTO ÁCIDO REDUCTIVO.

Tesis

Que para obtener el título de:

INGENIERO QUÍMICO

Presenta

José Marcel Mendivil Alvarado

Universidad de Sonora

Repositorio Institucional UNISON



**"El saber de mis hijos
hará mi grandeza"**



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

INDICE GENERAL

1. INTRODUCCIÓN Y OBJETIVOS.....	1
1.1 JUSTIFICACIÓN	2
1.2. OBJETIVO GENERAL.....	3
1.3. OBJETIVOS ESPECIFICOS	3
1.4. INTRODUCCIÓN.....	3
2. ANTECEDENTES	5
2.1 Oro	6
2.1.1. Generalidades del oro	6
2.1.2. Propiedades	6
2.2. Plata.....	7
2.2.1. Generalidades de la plata	7
2.2.2 Propiedades	7
2.3 Manganeseo	8
2.3.1 Generalidades del Manganeseo.	8
2.3.2 Propiedades	8
2.4 Minerales refractarios.....	9
2.5 Tratamiento de minerales manganoargentíferos.....	10
2.5.1 Amalgamación:	11
2.5.3 Flotación.....	12
2.5.4 Cianuración	13
2.5.4.1 Química de Cianuración.....	14
2.6 Pretratamientos.....	16
2.6.1 Tostación.....	17
2.6.2 Oxidación química.....	18
2.6.3 Oxidación a Presión	19
2.7 Consideraciones del proceso	20
2.7.1 Preparación del sólido.....	20
2.7.2 Velocidad de extracción	21
3. MATERIALES Y METODOLOGÍA	22
3.1.1 Técnica de análisis y caracterización del mineral.	23
3.1.2 Análisis granulométrico	25
3.2 Etapa 1: Pretratamiento Ácido.	26

3.3 Etapa 2: Lavado con agua	29
3.4 Etapa 3: Extracción de valores.....	29
4. RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....	32
4.1 Etapa 1: Pretratamiento Ácido	33
4.2 Etapa 2: Lavado	33
4.2.1 Relación, líquido/sólido = 1/1	34
4.2.2 Relación, líquido/sólido = 2/1	34
4.2.3 Relación, líquido/sólido = 3/1	35
4.2.4 Relación, líquido/sólido = 4/1	35
4.2.5 Relación, líquido/sólido = 5/1	36
4.3 Etapa 3: Extracción de valores de oro y plata	37
4.3.1 Cianuración, Relación líquido/sólido = 1/1	37
4.3.2 Cianuración, Relación líquido /sólido = 2/1	38
4.3.3 Cianuración, Relación líquido/sólido = 3/1	38
4.3.4 Cianuración, Relación líquido/sólido = 4/1	38
4.3.5 Cianuración, Relación líquido/sólido = 5/1	39
4.3.6 Efecto del lavado con agua.	40
4.3.6.1 Cianuración sin etapa de lavado. Relación L/S = 1/1	40
4.3.6.2 Cianuración sin etapa de lavado. Relación L/S = 2/1	41
4.3.6.3 Cianuración sin etapa de lavado. Relación L/S = 3/1	41
4.3.6.4 Cianuración sin etapa de lavado. Relación L/S = 4/1	42
4.3.6.5 Cianuración sin etapa de lavado. Relación L/S = 5/1	42
4.4 Consumo de Reactivos	44
4.4.1 Consumo de reactivo en estudios de mineral con lavado.	44
4.4.1.1 Consumo de NaCN	44
4.4.1.2 Consumo de Cal	44
4.4.2 Consumo de reactivo en estudios de mineral sin lavado.	45
4.4.2.1 Consumo de NaCN	45
4.4.2.2 Consumo de Cal	45
4.5 Análisis de colas de lixiviación.	47

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla I. Pretratamientos para minerales refractarios con valores de oro.....	17
Tabla II. Descripción de las etapas en el proceso del mineral problema.	24
Tabla III. Material de laboratorio utilizado para el estudio.....	25
Tabla IV. Análisis granulométrico de la muestra proveniente de Cusihuiriachic,	26
Tabla V. Análisis químico de la muestra APA (Antes de pretratamiento ácido).....	27
Tabla VI. Análisis químico de la muestra DPA (Después de pretratamiento ácido). ...	29
Tabla VII. Datos de acidez libre y pH para lavado de mineral relación L/S: 1/1	34
Tabla VIII. Datos de acidez libre y pH para lavado de mineral relación L/S: 2/1	35
Tabla IX. Datos de acidez libre y pH para lavado de mineral relación L/S: 3/1	35
Tabla X. Datos de acidez libre y pH para lavado de mineral relación L/S: 4/1	36
Tabla XI. Datos de acidez libre y pH para lavado de mineral relación L/S: 5/1	36
Tabla XII. Consumo de reactivos en la etapa de extracción	40
Tabla XIII. Consumo de reactivos en la etapa de extracción	41
Tabla XIV. Consumo de reactivos en la etapa de extracción	42
Tabla XV. Consumo de reactivos en la etapa de extracción	42
Tabla XVI. Consumo de reactivos en la etapa de extracción	43
Tabla XVII. Condiciones de pH y concentración de Cal para cada relación líquido/sólido.....	47

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Esquema de la celda de corrosión local en una superficie de oro en contacto con el oxígeno que contiene una solución de cianuro.....	14
Figura 2. Diagrama Eh-pH para el sistema Au-H ₂ O-CN ⁻ a 25°C.....	16
Figura 3. Diagrama de flujo de las etapas del proceso al que se sometió el mineral manganoargentífero.	24
Figura 4. Especies minerales determinadas por difracción de rayos X para las muestras (APA) (DPA).....	27
Figura 5. Microanálisis EDS de la muestra APA (Antes Pretratamiento Ácido).....	28
Figura 6. Micrografía correspondiente a la especie óxido de manganeso).....	28
Figura 7. Microanálisis de la muestra DPA (Después de Pretratamiento Ácido).	30
Figura 8. Micrografía correspondiente a la muestra DPA,.....	31
Figura 9. Datos de acidez libre para cada relación L/S en la etapa de lavado con agua.	37
Figura 10. Extracción de valores de oro comparando diferentes relaciones líquido/Sólido. (Tiempo: 24 horas, mineral lavado).....	39
Figura 11. Extracción de valores de plata comparando diferentes relaciones Líquido/Sólido. (Tiempo: 24 horas, mineral lavado).....	40
Figura 12. Extracción de valores de oro comparando diferentes relaciones Líquido/Sólido. (Tiempo: 24 horas, mineral sin lavado).	43
Figura 13 Extracción de valores de plata comparando diferentes relaciones Líquido/Sólido. (Tiempo: 24 horas, mineral sin lavado).....	44
Figura 14. Consumo de NaCN y Cal para cada relación líquido/sólido. (Mineral con etapa de lavado).....	45
Figura 16. Comparativa del consumo de reactivos en etapa de extracción de Au y Ag para mineral con y sin etapa de lavado con agua.	46
Figura 17. Comparación del contenido de oro en las colas de lixiviación con NaCN, para diferentes relaciones L/S.(mineral lavado VS mineral sin lavar).....	47
Figura 18. Comparación del contenido de plata en las colas de lixiviación con NaCN, para diferentes relaciones L/S.(mineral lavado VS mineral sin lavar).....	48

1. INTRODUCCIÓN Y OBJETIVOS

1.1 JUSTIFICACIÓN

Un mineral es catalogado como refractario cuando una considerable porción del oro no puede ser recuperada por el método de lixiviación convencional. El término refractario define también a los minerales de oro y plata cuya recuperación por el proceso de cianuración convencional es menor al 80 por ciento. La causa más común de la refractariedad es la oclusión o diseminación de finas partículas microscópicas de oro ($< 1 \mu\text{m}$) encapsuladas en los minerales de sulfuros, como la pirita (FeS_2), la arsenopirita (FeAsS), y el cuarzo (SiO_2), que son matrices insolubles y difíciles de penetrar con soluciones de cianuro en la lixiviación convencional. [1]

Actualmente, nuestro país cuenta con importantes yacimientos de minerales considerados refractarios, con alto contenido de manganeso y valores importantes de oro y plata, los cuales no son explotados, debido a la complejidad que representa conseguir recuperaciones superiores al 80% de los metales preciosos. En los procesos convencionales de cianuración utilizados en el beneficio de minerales manganoargentíferos con características refractarias [2], por lo regular se logran bajos porcentajes de extracción de plata, en el orden del 20 al 30 por ciento en peso.

Recientemente, se han realizado esfuerzos importantes para resolver la problemática asociada a la baja disolución que presentan los minerales refractarios y poder beneficiar oro y plata a partir de este tipo de minerales y el uso de soluciones de cianuro de sodio como medio lixivante [3]

Varias han sido las alternativas propuestas para la recuperación de valores auroargentíferos de minerales con presencia de manganeso, por lo cual se propone eliminar primeramente parte del manganeso presente en el mineral y después recuperar los valores de oro y plata utilizando cianuración convencional.

Una de las variantes limitantes para el uso del cianuro es la acidez que presenta el mineral, debido al pretratamiento ácido reductor para la extracción primera de manganeso, sin embargo, los riesgos que presenta esta sustancia (NaCN) por su toxicidad son muy elevados, por lo que se tiene que trabajar siempre en valores de pH de solución por encima de 10.5 para evitar su hidrólisis lo cual resulta en la formación de ácido cianhídrico.

Debido al riesgo de trabajar con cianuro de sodio en medios ácidos y a las bajas recuperaciones de valores se opta por lavar el mineral con agua y así posteriormente incrementar el pH, cuando este valor es el adecuado se procede a lixiviar con una solución de cianuro de sodio, para obtener recuperaciones factibles de los metales de interés.

1.2. OBJETIVO GENERAL.

Elevar la extracción de oro y plata utilizando cianuro de sodio como lixiviante de un mineral auroargentífero proveniente de un proceso ácido-reductor.

1.3. OBJETIVOS ESPECIFICOS

Para la mejor extracción de oro y plata el estudio de la lixiviación con cianuro de sodio tendrá como objetivos particulares los siguientes puntos.

- Determinar relación líquido-sólido óptima para la extracción de valores.
- Determinar el efecto del prelavado del material con agua.
- Determinar el consumo de reactivos.

1.4. INTRODUCCIÓN

En nuestro país existen muchas menas de baja ley, así como otras en las que el oro y la plata se encuentran ocluidos o asociados a minerales de hierro, arsénico, manganeso y silicio, los cuales se clasifican como depósitos refractarios auríferos y argentíferos, el tratamiento de estos minerales está basado básicamente en su solubilidad con soluciones alcalinas de cianuro.[4]

La lixiviación convencional con cianuro, para minerales que contienen oro y plata se han empleado desde el siglo XIX y a pesar de que es un proceso relativamente de bajo costo, este proceso requiere largos periodos de lixiviación y desafortunadamente, se obtienen bajas recuperaciones de oro y plata, por otra parte, el precio que han alcanzado actualmente los metales preciosos, hacen más atractiva la búsqueda de tecnologías alternativas para el tratamiento de minerales de oro y plata difíciles de recuperar.

Recientemente, se han realizado esfuerzos importantes para resolver la problemática asociada a la baja disolución que presentan los minerales refractarios y así poder beneficiar minerales refractarios de oro y plata. [4]

Los minerales de plata con presencia de manganeso son refractarios al proceso tradicional de cianuración, debido a los bajos niveles de extracción de este metal, provocando que el proceso no sea viable, técnicamente y económicamente hablando. La baja extracción es debida a que los valores se encuentran asociados a los minerales de manganeso, comúnmente en la forma de criptomelano argentífero. [5]

Algunas de las técnicas utilizadas para la remoción del manganeso y recuperación de valores incluyen el uso de procesos pirometalúrgicos, como la tostación, combinados con agentes clorurantes a 670°C y la disolución posterior de valores de plata con resultados aceptables. [6]

Se han propuesto diferentes alternativas y la mayoría coinciden en el uso de pretratamientos, para la extracción o remoción de parte del manganeso y posteriormente el uso de lixiviación del mineral para recuperar el oro y la plata.

2. ANTECEDENTES

2.1 Oro

2.1.1. Generalidades del oro

El hombre ha utilizado el oro como un metal altamente valioso desde tiempos remotos, precisamente, desde el periodo calcolítico, habiendo manufacturas en oro que datan del siglo IV A.C. Se desconoce cómo y quiénes protagonizaron su descubrimiento, pero se sabe que ya para estas épocas, el término oro era empleado en varios idiomas para referirse al metal. Cabe señalar también que su símbolo (Au), proviene del término en latín *aurum*, que significa “brillante amanecer”. [7]

No obstante que el contenido de oro y plata en las menas minerales es muy bajo, su elevada cotización en el mercado de los metales, justifica el procesamiento de sus yacimientos, por lo que la recuperación y refinación de ambos metales es de gran importancia a nivel mundial.

2.1.2. Propiedades

Elemento químico, símbolo Au, número atómico 79 y peso atómico 196.967; es un metal muy denso, blando y de color amarillo intenso. La densidad del oro es 19.3 veces la del agua a 20°C. Se funde a 1063°C y ebulle a 2970°C. Es un buen conductor de calor y electricidad. Es el metal más dúctil y maleable. Pueden hacerse láminas, con espesor de 0.00001 mm con facilidad o estirarlo en alambres con pesos de 0.5 mg/m.

Su calidad puede expresarse en la escala de quilate como partes de oro puro por 24 partes de metal total. El oro se disuelve con facilidad en mercurio para formar amalgamas. Es uno de los metales menos reactivos químicamente. No pierde lustre, ni se quema al aire. Es inerte en soluciones fuertemente alcalinas y en la mayoría de ácidos puros.

El oro tiene valencia 1⁺ ó 3⁺ en sus compuestos. Posee una tendencia a formar compuestos complejos muy fuertes en su nivel 3⁺, teniendo preferencia a formar enlaces con halógenos y el azufre, en contraste, en su estado de oxidación 1⁺ forma compuestos no muy estables, que tienden a oxidarse al estado 3⁺ o reducirse a oro

metálico, en estos compuestos menos estables el oro suele enlazarse con oxígeno, fósforo y con nitrógeno para formar un compuesto muy débil.

Los enlaces entre oro y carbono son normalmente estables, como en los complejos de cianuro y varios compuestos orgánicos. [8]

2.2. Plata

2.2.1. Generalidades de la plata

El símbolo de la plata proviene del latín *argentum* y el griego *ἄργυρος*, nombres del metal en esos idiomas y la mayoría de las lenguas neolatinas actuales tanto ibérico como galo romances e itálico. [7]

La plata ocupa el lugar 66 en abundancia entre los elementos de la corteza terrestre. La plata pura se encuentra asociada con el oro puro, en una aleación conocida como oro argentífero, y al procesar el oro se recuperan considerables cantidades de plata. La plata está normalmente asociada con otros elementos en minerales y menas. Algunos de los minerales de plata más importantes son la cerargirita (o plata córnea), la pirargirita, la Silvanita y la argentita.

La plata, también se encuentra como componente en las menas de plomo, cobre y zinc, y la mitad de la producción mundial de plata se obtiene como sub-producto al procesar dichas menas. La mayoría de la plata extraída en el mundo procede de México, Perú, Canadá, Estados Unidos y Australia. En 1993, se produjeron en todo el mundo cerca de 13.000 toneladas. [9]

Con la turbulencia financiera en los mercados de materias primas, el precio de la plata, que marcó record de mercado en el año 2010; ahora se ve recuperado tras su mayor pérdida diaria desde 1980.

2.2.2 Propiedades

Se puede presentar en los estados de oxidación 1^+ , 2^+ y 3^+ , siendo el más común el estado de oxidación 1^+ .

La plata tiene una densidad de 10.43 g/cm^3 a 20°C , punto de fusión de 961.9°C . Las sustancias que corroen la plata son el cloro, el mercurio y el azufre; los ácidos crómicos, nítrico y sulfúrico; los cianuros de metales alcalinos; el peróxido de

hidrógeno; el sulfuro de hidrógeno; el sulfato férrico y los permanganatos. La reacción con el ácido nítrico se utiliza en la producción de compuestos químicos. Tiene la más alta conductividad eléctrica de todos los metales, incluso superior a la del cobre, pero su mayor precio ha impedido que se utilice de forma masiva en aplicaciones eléctricas. [9]

Si bien la plata no es tóxica, sí lo son sus sales, de hecho, puede utilizarse como germicida. Respecto a sus fuentes, la plata se produce de forma orgánica en minerales como en la argentita. También puede obtenerse mediante refinación de cobre electrolítico y existen tanto depósitos naturales como refinerías en todo el mundo.

2.3 Manganeso

2.3.1 Generalidades del Manganeso.

Del latín *magnes* (imán), su nombre sobreviene de las propiedades magnéticas de los minerales de pirolusita. El manganeso fue descrito por el químico y farmacéutico sueco Carl Wilhelm Scheele. El símbolo químico del manganeso es Mn. [9]

El manganeso se puede encontrar libre en la naturaleza. Es un metal gris blancuzco con ciertas semejanzas al hierro, pero es más fuerte que éste último y también es considerablemente más frágil. Es un elemento reactivo y en agua de bajas temperaturas, el manganeso se descompone lentamente. En estado puro existen cuatro formas alotrópicas de este metal, siendo las alfa y gamma las más conocidas.

En la corteza terrestre abundan los minerales que contienen manganeso, lo mismo que sus carbonatos, silicatos y especialmente sus óxidos. Los dos minerales más comunes de este metal son, el carbonato de manganeso y el dióxido de manganeso. El fondo oceánico es una enorme fuente de manganeso, más precisamente, el 24% del manganeso de la Tierra se encuentra allí.

2.3.2 Propiedades

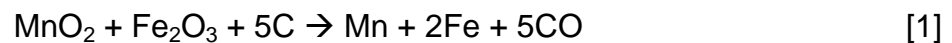
El manganeso, es un elemento químico que pertenece al grupo de los metales de transición, algunas de las propiedades de este tipo de metales, entre los cuales se

encuentra el manganeso son su elevada dureza, el tener puntos de ebullición y fusión elevados y ser buenos conductores de la electricidad y el calor.

El punto de fusión del manganeso es de 1246 grados centígrados. El punto de ebullición del manganeso es 2061 grados centígrados. El estado del manganeso en su forma natural es sólido (generalmente no magnético). El número atómico del manganeso es 25 y sus estados de oxidación más comunes son 2⁺, 3⁺, 4⁺, 5⁺, 6⁺ y 7⁺.

Con agua a temperatura ambiente forma hidrógeno e hidróxido de manganeso (II), Mn(OH)₂. En el caso de ácidos, se libera hidrógeno y se forma una sal de manganeso (II).

El manganeso se utiliza en la producción de acero, en la aleación hierro-manganeso denominada ferromanganeso mediante la siguiente reacción.



A temperaturas elevadas reacciona con los halógenos, azufre, nitrógeno, carbono, silicio, fósforo y boro.[9]

2.4 Minerales refractarios

Un mineral refractario, se define como aquel que no permite recuperaciones de oro superiores al 80% por métodos de cianuración convencional, aún después de haberse llevado a cabo una fina molienda.

Los depósitos de minerales refractarios se clasifican geoquímicamente como, minerales sedimentarios, los que tienen oro libre incluido, y minerales hidrotérmicos, en los que el oro está asociado con sulfuros carbonosos y compuestos de sílice, ambos depósitos se consideran de difícil recuperación.

La causa más común de la refractariedad, es la oclusión o diseminación de finas partículas submicroscópicas de oro encapsuladas en los minerales de sulfuros, como la pirita (FeS₂), la arsenopirita (FeAsS), y el cuarzo (SiO₂), que son matrices insolubles y difíciles de penetrar con soluciones de cianuro en la lixiviación convencional. [10]

La naturaleza de la refractariedad, puede ser muy variada y es consecuencia de diversas causas entre las que pueden citarse las siguientes:

- Encapsulamiento físico:

Oclusión de partículas submicroscópicas de oro en la matriz de sulfuros, lo que impide el contacto entre el cianuro y el oro. Este tipo de encapsulamiento es común en menas portadoras de sulfuros tales como pirita y arsenopirita.

- Consumo excesivo de cianuro:

La presencia de sulfuros y compuestos cianicidas afecta el potencial rédox de las soluciones y propicia la pasivación del oro durante la cianuración, consumiendo excesivo cianuro y oxígeno.

- Limitación de oxígeno:

Ciertos iones entre los que se encuentran el ión ferroso, el ión sulfuro, ión sulfato, entre otros, tienden a consumir el oxígeno cuando están disueltos, lo que limita la cantidad de este elemento, fundamental para el proceso de cianuración.

- Presencia de materiales carbonáceos en el mineral:

Residuos de hidrocarburos pesados, carbón lignítico, carbón grafitico o amorfo, tienen la capacidad de absorber los complejos solubles de oro perjudicando así la recuperación del metal.

- Revestimiento de la superficie de las partículas de oro:

Debido a la formación de capas de diversos compuestos, principalmente óxidos de hierro, antimonio o plomo, lo que impide la disolución del metal.

- Asociación del oro y compuestos auríferos con telurio:

Arsénico o bismuto formando compuestos de difícil disolución.

2.5 Tratamiento de minerales manganoargentíferos.

Los minerales manganoargentíferos oxidados, siempre se comportan de manera diferente, dependiendo del lugar del yacimiento, lo que provoca que los métodos convencionales de beneficio, no brinden buenos resultados en el proceso de la extracción de valores; existe otra alternativa de tratamiento para este tipo de minerales, la aplicación de altas temperaturas (pirometalurgia), para fundir y recuperar los valores de plata, lamentablemente no siempre puede emplearse, ya que el proceso es costoso y los minerales pobres no pagan los gastos que esta requiere.

Para el beneficio de los minerales con características manganoargentíferas, se recomienda el uso de algún tratamiento preliminar, de concentración o beneficio mediante el uso de otro proceso más económico y eficiente a la hora de la recuperación de oro y plata.

La parte del mineral que no se encuentra oxidada, es factible a la aplicación de métodos convencionales de beneficio, por lo que solo esta parte es la que se recupera al aplicar estos métodos. En la realidad, la recuperación que se logra es pobre y nunca sobrepasa el 60% de extracción de plata, incluso existen algunos minerales que solo dejan recuperar entre el 18 y 20% de plata, el comportamiento del oro en estos minerales es muy diferente a la plata y las extracciones logradas siempre son aceptables.

Existen 4 métodos para la recuperación de valores en minerales manganoargentíferos.

- a) Amalgamación
- b) Concentración gravimétrica
- c) Flotación
- d) Cianuración.

2.5.1 Amalgamación:

La amalgamación es un método para recuperar solo los valores que se encuentren libres. El proceso radica en tal forma, que se ponga en contacto el mercurio y el mineral o poner en contacto el mineral con una amalgama de sodio y mercurio, dependiendo de la extracción de los valores y de la intensidad con que se lleve a cabo este contacto.

Para los minerales manganoargentíferos, donde la plata se encuentra combinada con el manganeso, se advierte que la oportunidad para que la plata se ponga en contacto con el mercurio, es prácticamente nula a su vez los óxidos de manganeso interfieren con este proceso.

En algunos minerales donde la amalgamación no puede aplicarse directamente al mineral, se recomienda concentrar primeramente y después amalgamar este concentrado.

2.5.2 Concentración por gravedad

Este método, en específico, ha mostrado ser ineficientes en el trabajo práctico de campo para minerales manganoargentíferos oxidados, varios procesos se han utilizado para tratar de concentrar estos minerales, basándose en sus propiedades físicas específicas, sin tomar en cuenta la densidad, estos procesos son:

- a) Molienda y tamización.
- b) Concentración por gravedad.
- c) Concentración Magnética
- d) Separación Electroestática.

- **Molienda y tamización:** Es un hecho comprobado para el caso de los minerales manganoargentíferos, que las partículas finas contienen mayor contenido de Plata, que las partículas gruesas, pero a lo largo del estudio de fracciones se observa que todos los tamaños de partícula contienen valores de oro y plata, este comportamiento ocasiona que esta técnica no sea considerada como un método de beneficio.
- **Concentración por gravedad:** La ineficiencia de los métodos ordinarios de concentración; ya sea mediante el uso de mesa concentradora o Vanning ha sido observada de una manera muy clara en la vida práctica obteniendo extracciones máximas de 10% de plata.
- **Concentración Magnética:** Este proceso, ha sido estudiado tanto para el mineral crudo como para el material que ha pasado por el proceso de tostación, arrojando bajas recuperaciones para ambos sistemas.
- **Separación electrostática:** La separación electrostática, ha sido aplicada a minerales de manganeso, pero para los minerales manganoargentíferos la extracción de plata es muy baja y el concentrado de poca ley.

2.5.3 Flotación

La flotación, ha sido buena opción para el beneficio de minerales sulfurosos, minerales con metales preciosos e incluso metales oxidados y minerales no metálicos.

En las primeras investigaciones de flotación, para minerales manganoargentíferos sulfurosos, se obtuvieron resultados desalentadores, debido a que, la plata refractaria a la cianuración mostraba este mismo comportamiento al tratar de ser beneficiada con la técnica de flotación, los minerales oxidados presentaban la misma conducta con bajas extracciones de plata.

En la actualidad, el proceso de flotación puede llevarse a cabo más eficientemente que en épocas pasadas, aplicando la concentración de los sulfuros contenidos en los minerales manganoargentíferos y la concentración de los óxidos de manganeso.

Existe una propiedad en la flotación, llamada dualidad, en donde se puede obtener un concentrado rico en sulfuros, siendo esta la parte dócil del mineral, pero si se requiere se puede obtener un concentrado de óxidos que representa la parte rebelde del mineral.

2.5.4 Cianuración

La cianuración, emplea soluciones diluidas de cianuros alcalinos, para la disolución de plata y valores de oro contenidos en los minerales.

Este método se basa en que el oro y la plata se disuelven fácilmente en una solución acuosa diluida de cianuro de sodio o de potasio, con relativa facilidad si se mantienen condiciones oxidantes favorables. [11]

La cianuración directa de los minerales manganoargentíferos, ha sido aplicada sin usar algún pretratamiento, lo cual ocasiona bajas extracciones de plata, debido a que esta se encuentra en la parte refractaria del mineral. En el proceso de cianuración directa de minerales manganoargentíferos existe un límite de extracción de plata donde ya no tienen influencia los factores como el tamaño de la partícula (finura), concentración de la solución de cianuro y el tiempo de contacto entre el mineral y la solución lixivante, es decir, si se obtienen extracciones bajas de plata u oro y se aumenta alguna de las variables mencionadas ya no habrá efecto significativo en la recuperación.

2.5.4.1 Química de Cianuración

La química del proceso de cianuración bajo condiciones normales, involucra la acción de dos reacciones electroquímicas (anódica y catódica). Las cuales necesitan la acción oxidante del oxígeno para que se lleve a cabo la disolución del oro y la plata.

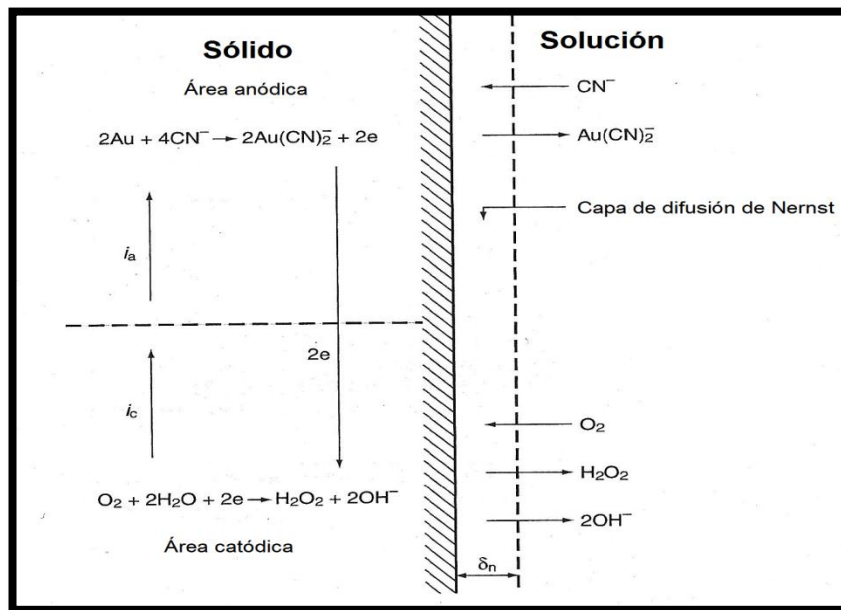
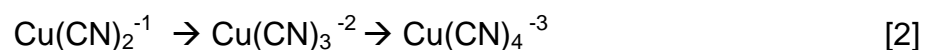


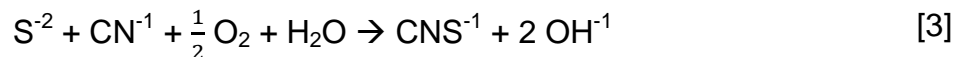
Figura 1. Esquema de la celda de corrosión local en una superficie de oro en contacto con el oxígeno que contiene una solución de cianuro: i_a = corriente anódica; i_c = corriente catódica. [15]

En la actualidad existen varias teorías para explicar la acción del cianuro en la disolución del oro y la plata.

La cinética de disolución del oro, no se ve afectada por la presencia de los iones Cu siempre y cuando se mantenga un exceso de NaCN en el medio lixivante. En esta reacción (Ecuación 2) el cobre en su estado monovalente Cu (I) forma una serie de complejos solubles en el medio cianurado.

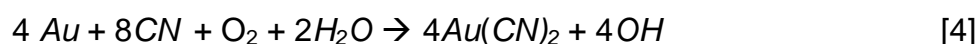


Donde hay presencia de minerales sulfurados, por ejemplo, el mineral de pirita, reaccionan con el cianuro y el oxígeno para formar tiocianatos como se muestra en la Ecuación (3).



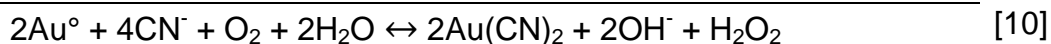
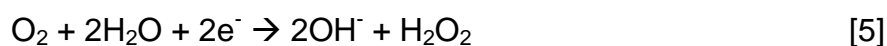
Los iones metálicos Cu^{+2} , Fe^{+2} , Fe^{+3} , Mn^{+2} , Ni^{+2} , Zn^{+2} , forman con el cianuro complejos estables consumiendo y retardando la actividad del cianuro.

La acción disolvente de las soluciones de cianuro sobre el oro metálico fue dada a conocer desde 1783, por el científico Carl Wilhelm. Sin embargo fue el Alemán, Elsner el primero que estableció la necesidad de la presencia de oxígeno para que el cianuro disuelva al oro, planteando la siguiente reacción global: [12]



Teniendo la clásica reacción de Elsner para la disolución de oro y esta continua hasta que todo el cianuro es consumido o todo el metal es disuelto. [13]

El mecanismo de la disolución de oro en soluciones cianuradas ocurre en la interfase sólido – líquido y es de naturaleza electroquímica, pudiendo ser representadas por las siguientes reacciones:



Se trata de un proceso electroquímico en el que el oxígeno recoge electrones del oro en una zona catódica, mientras tanto los iones de oro, son rápidamente acomplejados por el cianuro alrededor de la zona anódica para formar el complejo aurocianuro. [14]

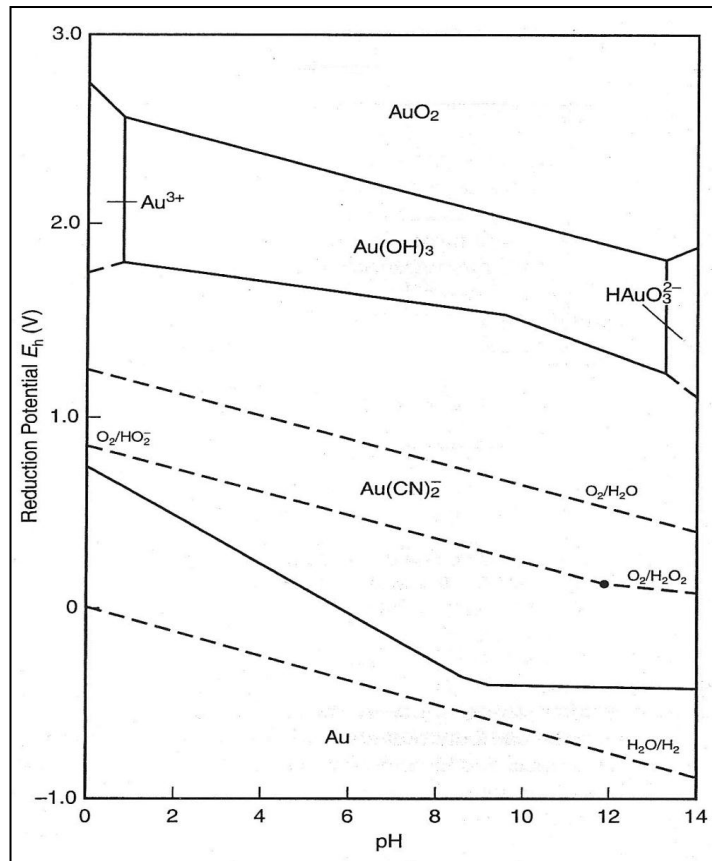


Figura 2. Diagrama Eh-pH para el sistema Au-H₂O-CN a 25°C. Concentración de todas las especies de oro solubles = 10⁻⁴ M. [CN⁻]_{total} = 10⁻³ M, ρO₂ = ρH₂ = 1atm, Log ([H₂O₂] - [HO₂⁻] / ρO₂). [16]

2.6 Pretratamientos

Se ha observado que la recuperación del oro y la plata, se lleva a cabo en dos etapas la primera consta de un pretratamiento cuyo objetivo es la liberación de los valores refractarios, en la segunda etapa es donde se llevará a cabo la recuperación de los metales de interés.

Es importante considerar varios aspectos, para la elección del pretratamiento adecuado para este tipo de minerales, identificar el o los minerales que causan la refractariedad, y tratarlos cada uno de una manera particular, a su vez se tiene que tener en cuenta los efectos económicos derivados del tiempo que emplea cada proceso y que cada proceso seleccionado sea amigable con el medio ambiente y cumpla con todos los requerimientos ambientales. Algunos de los tratamientos que pueden usarse en minerales ricos en oro se muestran en la tabla I.

Tabla I. Pretratamientos para minerales refractarios con valores de oro.

Proceso	¿Cómo aplicarlo?	Aplicaciones
Flotación	<ul style="list-style-type: none"> • Oxidación del concentrado antes de la cianuración. • Transporte del concentrado al horno de fusión. • Celdas en columna de flotación para teluros. 	Oro en sulfuros. Ejemplo: Arsenopirita, pirita y oro con sulfuros de cobre.
Tostación	<ul style="list-style-type: none"> • Concentrados, toda la mena. 	Encapsulamiento por sulfuros y pretratamiento con carbón. Provisiones especiales para quemar carbón.
Oxidación a presión en autoclave.	<ul style="list-style-type: none"> • Concentrados, toda la mena. • Medio ácido y alcalino. 	Sulfuros y teluros, carbón no oxidado, el ácido puede reducir el carbón en el pretratamiento.
Bio-Oxidación	<ul style="list-style-type: none"> • Concentrados • Toda la mena • Lixiviación a Montones 	Liberación de oro encapsulado en sulfuros.
Carbón en Lixiviación.	<ul style="list-style-type: none"> • Aplicable para ciertos minerales con ligero efecto pretratamiento. • Aplicable para ciertas menas con teluros. 	
Molienda Fina y Ultra fina.	<ul style="list-style-type: none"> • Con o sin inyección de oxígeno a pH alto. • Seguido por Cianuración • Con Bio-Oxidación. 	
Digestión Caustica en caliente.	<ul style="list-style-type: none"> • Aplicable a encapsulación por sílice. • Siguiendo a una molienda extra fina. 	

2.6.1 Tostación

La tostación de minerales y concentrados refractarios de oro, antes de la lixiviación con cianuro, es un método alternativo que se ha empleado durante décadas. El principal objetivo de la tostación, es liberar el oro íntimamente asociado a los minerales sulfurados y telurosos, para aumentar la extracción del oro, durante la lixiviación con cianuro. Esto se realiza oxidando los sulfuros a óxidos o sulfatos, o

reduciendo los silicatos y óxidos a un estado metálico crudo, con el propósito de cambiar los compuestos metálicos insolubles en otros que sean solubles en el agente lixivante; así como para volatilizar ciertas impurezas solubles que pudieran contaminar la solución cargada.

2.6.2 Oxidación química

Uno de los principales métodos de oxidación química, para los minerales refractarios es la cloración, este método es comúnmente más usado para minerales carbonáceos debido a que requieren oxidación fuerte, regularmente la cloración conlleva un pretratamiento oxidante, usando carbonato de sodio para prevenir la pasivación del oro y así oxidar la matriz piritica.

Para el caso de minerales refractarios sulfurosos con presencia de piritita y arsenopiritita, existen dos métodos de tratamiento el NITROX y el ARSENO [2] ; el primero emplea ácido Nítrico (HNO_3) para descomponer la piritita y la arsenopiritita en sulfatos, siguiendo la ecuación:

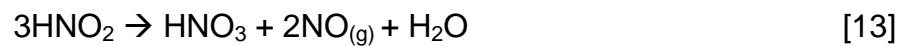
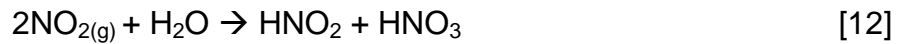


El monóxido de nitrógeno producido, escapa a la fase gaseosa y reacciona con el oxígeno para producir dióxido de nitrógeno, soluble en agua y usado para regenerar el ácido nítrico.

Las condiciones de trabajo para este método son presión atmosférica, temperatura de 90°C y tiempos de residencia de entre 1 y 2 horas, obteniendo con esto recuperaciones superiores al 90%.

Aunque se obtienen buenas recuperaciones, se tienen que tratar los residuos, debido al contenido de sulfuros, así como reducir los nitratos presentes en los efluentes, esto añade complejidad y eleva los costos del proceso.[2]

El segundo es el proceso ARSENO, este es una variante del proceso NITROX, donde solo se cambian las condiciones de presión de trabajo, el proceso NITROX usa presión atmosférica, mientras que el proceso ARSENO utiliza 5 atm de presión de O_2 a 80°C durante 15 minutos, este método genera en su mayoría ácido nitroso.



El breve tiempo de lixiviación de este procedimiento no permite la precipitación significativa de hierro, azufre, sulfatos y arsénico presentes, que permanecen en la solución, pudiéndose recuperar la plata, ya que la jarosita no precipita.

Existe una variante del proceso ARSENO, llamado proceso REDOX donde se trabaja a temperaturas altas, mayores a 180°C para resolver el problema de la formación de azufre, a este proceso se le adiciona cal para eliminar los sulfatos y favorecer la precipitación de arseniatos férricos.

2.6.3 Oxidación a Presión

Es la mejor alternativa de oxidación de minerales refractarios, ya que posee muchas ventajas en comparación al proceso de tostación, y se puede usar tanto para las menas como para los concentrados, sin causar contaminación del medio ambiente debido a las emisiones de gases, como dióxido de azufre y arsénico [1].

Este proceso emplea presiones de trabajo totales de 1100 a 3200 kPa y presión parcial de oxígeno de 350 – 700 kPa y rango de temperatura entre 170 a 225°C alcanzando la oxidación completa de los sulfuros, y la liberación del oro y la plata en un máximo de 3 horas.

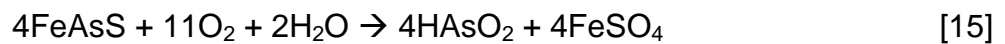
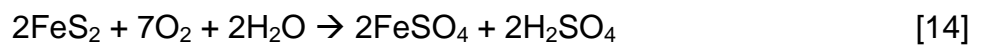
Este procedimiento presenta grandes ventajas, en comparación con la tostación al usarse como un pretratamiento a la cianuración, entre las ventajas podemos mencionar los elevados porcentajes de extracción de oro, en los concentrados oxidados; altas recuperaciones de oro de los concentrados o minerales, este proceso es más selectivo con respecto a impurezas, tales como antimonio, arsénico, plomo y mercurio; ofrece una facilidad de manejo y de tratamiento de las impurezas, lo cual con lleva menor impacto ambiental.

Este procedimiento, se puede llevar a cabo tanto en medio alcalino como en medio ácido. En el proceso alcalino los contenidos de azufre y arsénico se solubilizan completamente, como sales de sulfatos de sodio y arseniatos, mientras el hierro se obtiene como un residuo de Fe_2O_3 . Las ventajas de esta ruta son el empleo de menores temperaturas de oxidación y la aparición de menos problemas de corrosión

en las autoclaves. Al parecer, el procedimiento no ha sido atractivo, debido a los altos costos del reactivo empleado, el NaOH, y los problemas para disponer del Na₃AsO₄, un subproducto altamente contaminante.

La oxidación a presión en medio ácido, es la ruta más empleada en el tratamiento de minerales refractarios. Mediante este procedimiento se consigue la oxidación completa de FeS₂ y FeAsS, a sulfatos y arseniatos, con una mínima formación de azufre elemental. Este último elemento, es indeseable, ya que incrementa el consumo de reactivos en la siguiente etapa de cianuración.

Las principales reacciones que ocurren en la oxidación a presión en medio ácido son:



2.7 Consideraciones del proceso

2.7.1 Preparación del sólido

En algunos casos, las pequeñas partículas del material soluble están completamente rodeadas de una matriz de materia insoluble. Entonces, el disolvente se debe difundir en la masa y la solución resultante se debe difundir hacia el exterior antes de poder lograr una separación. Esto es lo que sucede con muchos materiales metalúrgicos. La trituración y molienda de estos sólidos acelerará bastante la acción de lixiviación, porque las porciones solubles son entonces más accesibles al disolvente. Las partículas sólidas gruesas, generalmente, se tratan en lechos fijos mediante métodos de percolación, mientras que los sólidos finamente divididos, que pueden mantenerse más fácilmente en suspensión, pueden dispersarse en todo el líquido con la ayuda de algún tipo de agitador.

2.7.2 Velocidad de extracción

La velocidad de extracción es afectada por los siguientes factores:

- **Temperatura:** Al aumentar la temperatura se aumenta la velocidad, porque la solubilidad es mayor, el aumento de temperatura es muy usado en procesos de reacción química. La temperatura máxima para cada sistema está limitada por: el punto de ebullición del solvente, el punto de degradación del producto o del solvente, solubilidad de impurezas y por economía.
- **Concentración del solvente:** La concentración del solvente es importante para soluciones acuosas, debido a la saturación y a la existencia de reacciones químicas, es de poca importancia cuando la extracción es controlada por difusión.
- **Tamaño de las partículas:** La reducción de tamaño en las partículas tiene gran importancia, porque aumenta el área de contacto y disminuye el tiempo necesario para la extracción, sobre todo para sólidos de baja porosidad.
- **Porosidad:** La porosidad permite que el líquido penetre a través de los canales formados por los poros dentro del sólido, aumentando así el área activa para la extracción.
- **Agitación:** La agitación da una mayor eficiencia en la extracción, debido a que disminuye la película de fluido que cubre la superficie del sólido en reposo y que actúa como una resistencia a la difusión.

El equipo puede ser de etapas o de contacto continuo; algunas industrias requieren un tipo especial de equipo, pero en general las dos técnicas usadas son: rociar el líquido sobre el sólido o sumergir el sólido completamente en el líquido, el equipo usado en cada caso depende mucho de la forma física de los sólidos y del costo.

3. MATERIALES Y METODOLOGÍA

3.1 Descripción del método.

El mineral utilizado es proveniente de Cusihiuriachic, Chihuahua. El estudio se llevó a cabo en tres etapas, la primera consta de un pretratamiento donde el manganeso fue removido mediante una lixiviación acida reductiva, esta etapa tiene como objetivo preparar el mineral para ser lixiviado mediante cianuración. La segunda etapa es donde se acondiciona el mineral mediante un lavado con agua común y óxido de calcio para ajustar el pH hasta valores alcalinos.

La tercera etapa se lleva a cabo con el mineral proveniente de la etapa de lavado con agua, en esta parte del proceso es donde ocurre la extracción de los valores de oro y plata mediante una lixiviación con cianuro de sodio.

En la tabla II se describen las variables de cada una de las etapas mencionadas anteriormente.

3.1.1 Técnica de análisis y caracterización del mineral.

Las especies minerales fueron determinadas utilizando un equipo de difracción de Rayos X de Polvos (DRX), marca Philips, modelo Xpert MPD.

La intensidad y voltaje del tubo generador de rayos X se ha ajustado en todas las medidas a 40 mA y 45KV, respectivamente.

El registro se efectuó en un intervalo de 2θ entre 10 y 80 con una velocidad de barrido en 2θ de $2^\circ/\text{minuto}$.

El microanálisis se llevó a cabo en un microscopio electrónico de barrido (MEB), provisto con un dispositivo para el análisis químico elemental, mediante microscopia por difracción de rayos X (EDS), este análisis permite determinar elementos presentes en una muestra.

En el análisis se utilizó un espectrómetro de absorción atómica marca Perkin Elmer Aanalyst 200.

Tabla II. Descripción de las etapas en el proceso del mineral problema.

ETAPA	VARIABLES
Pretratamiento ácido (Etapa 1)	<ul style="list-style-type: none"> • Tiempo de contacto. • Relación líquido – sólido. • Concentración de ácido sulfúrico (H_2SO_4). • Concentración de sulfito de sodio (Na_2SO_3).
Lavado (Etapa 2)	<ul style="list-style-type: none"> • Tiempo de contacto. • Relación líquido – sólido. • Cantidad de óxido de calcio.
Extracción de valores. (Etapa 3)	<ul style="list-style-type: none"> • Tiempo de contacto. • Relación líquido – sólido • Concentración de cianuro de sodio.

En la figura 3, se observa el diagrama de flujo de las tres etapas a las que fue sometida la muestra del mineral refractario.

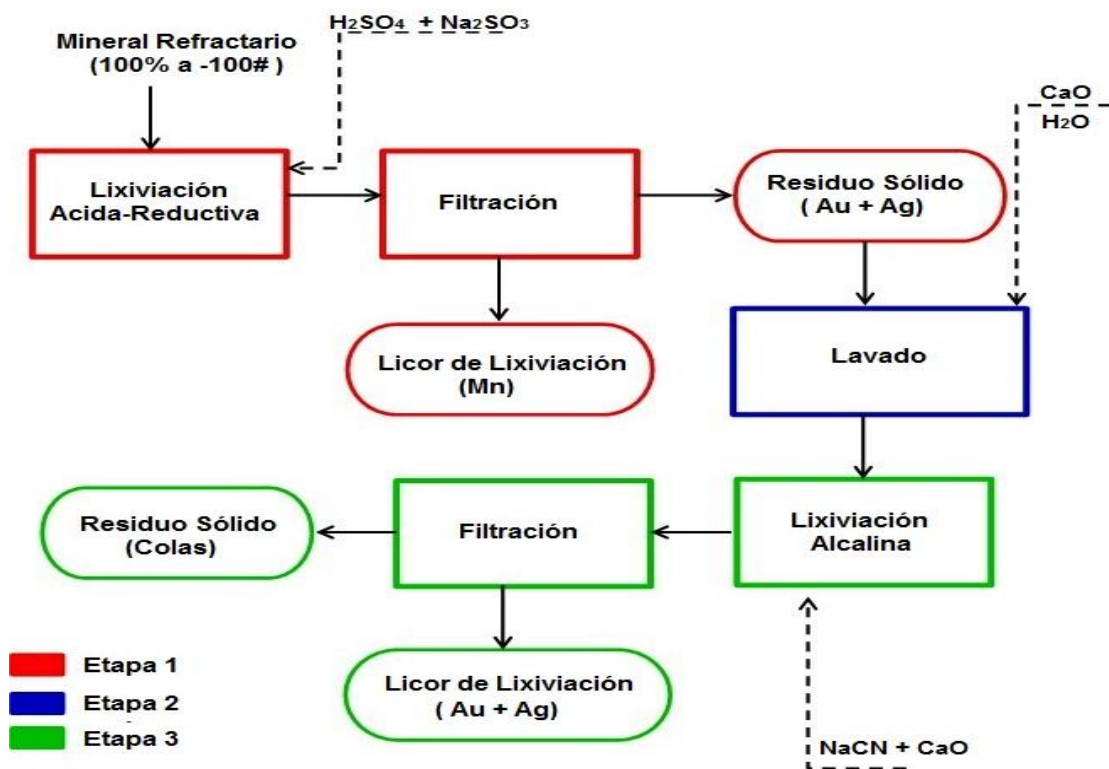


Figura 3. Diagrama de flujo de las etapas del proceso al que se sometió el mineral manganoargentífero.

Los materiales utilizados en las pruebas son los siguientes:

Tabla III. Material de laboratorio utilizado para el estudio.

ETAPA	Materiales y equipo
<p>Pretratamiento ácido (Etapa 1)</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Ácido sulfúrico concentrado grado analítico. • Sulfito de sodio en polvo grado analítico. • Agua. • Agitador tipo propela. • Campana extractora. • Balanza analítica. • Cristalería (vaso precipitado, probeta, pipeta, bureta) • Equipo de absorción atómica. • Equipo medidor de pH
<p>Acondicionamiento (Etapa 2)</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Muestra mineral proveniente de la etapa 1 • Agua • Oxido de calcio • Agitador tipo propela. • Balanza analítica. • Cristalería (vaso precipitado, probeta, pipeta, bureta) • Equipo de absorción atómica. • Equipo medidor de pH
<p>Extracción de valores Au y Ag. (Etapa 3)</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Pulpa mineral proveniente de la etapa 2. • Agua • Cianuro de sodio • Oxido de calcio • Agitador tipo propela • Balanza analítica • Cristalería (vaso precipitado, probeta, pipeta, bureta). • Equipo medidor de pH • Equipo de absorción atómica

3.1.2 Análisis granulométrico

A la muestra se le realizó un análisis granulométrico y presentó valores de oro y plata muy dispersos en cada una de sus fracciones, pero observando la distribución podemos observar que el mayor contenido de oro se presenta en la malla Tyler 140, y

que el p_{80} es de 118.32 micras, un valor muy cercano a las 149 micras que representa la malla Tyler 100, debido a esto se decide que toda la muestra se pulverice hasta valores de malla por debajo de la Tyler 100, esto para garantizar una correcta liberación de los valores de oro y plata y del manganeso que será removido mediante tratamiento ácido reductivo.

Tabla IV. Análisis granulométrico de la muestra de proveniente de Cusihiuriachic, Chihuahua.

Malla	PESO (g)	% PESO	% ACUMULADO		LEY			% DISTRIBUCION		
			RETENIDO	PASANDO	Au, (g/Ton)	Ag, (g/Ton)	Mn, (%)	Au	Ag	Mn
80	0.00	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
100	101.00	10.10	10.10	88.90	0.86	1010.08	3.08	12.01	11.39	10.25
140	142.00	14.20	24.30	75.70	0.99	1180.71	3.87	13.83	13.32	12.87
200	108.00	10.80	35.10	64.90	0.95	1295.62	3.36	13.27	14.61	11.18
230	67.00	6.70	41.80	58.20	0.87	1342.17	4.38	12.15	15.14	14.57
270	44.00	4.40	46.20	53.80	1.10	1289.68	4.99	15.36	14.54	16.60
325	47.00	4.70	50.90	49.10	1.15	1374.09	5.09	16.06	15.50	16.93
-325	491.00	49.10	100.00	0.00	1.24	1374.53	5.29	17.32	15.50	17.60
TOTAL	1000.00				7.16	8866.88	30.06	100.00	100.00	100.00
			Cabeza Calculada		1.10	1259.75	4.57			

La cabeza calculada para oro es de 1.10 g/Ton mientras que para la plata fue de 1295.75 g/Ton, el contenido de manganeso calculado según el análisis de fracciones es de 4.57%. (Tabla IV)

Los contenidos calculados de oro, plata y manganeso para la cabeza mineral se comparan con los resultados obtenidos en análisis químico de la muestra de cabeza, donde los resultados para oro y plata arrojan valores de 1.0 y 1300 g/Ton respectivamente, para el caso del manganeso la cabeza analizada fue de 4.50%

3.2 Etapa 1: Pretratamiento Ácido.

La muestra se redujo hasta que el 100% de esta pasara por la malla # 100 (149 μ m), para poder liberar los valores de oro, plata y manganeso, tomando en cuenta que este último es el metal indeseado, causante de la refractariedad. Al mineral ya pulverizado y homogenizado se le nombra como muestra “Antes de Pretratamiento Ácido” (APA).

En la tabla V se presenta el análisis químico de la muestra APA, la cual posee una ley de oro de 1.0 g/t y 1300 g/t de plata, además podemos observar contenido de manganeso con 4.50%.

En la muestra APA, el manganeso se encuentra presente en la especie conocida como pirolusita, en el análisis se puede observar grandes cantidades de cuarzo y aluminosilicatos, como se observa en la Figura 5.

Tabla V. **Análisis químico de la muestra APA (Antes de Pretratamiento Ácido).**

Elemento	% Peso									g/Ton	
	Mg	Al	Si	K	Ca	Mn	Fe	Zn	O	Au	Ag
Valores	0.06	3.46	24.85	1.76	0.25	4.5	6.45	1.98	55.69	1.0	1300

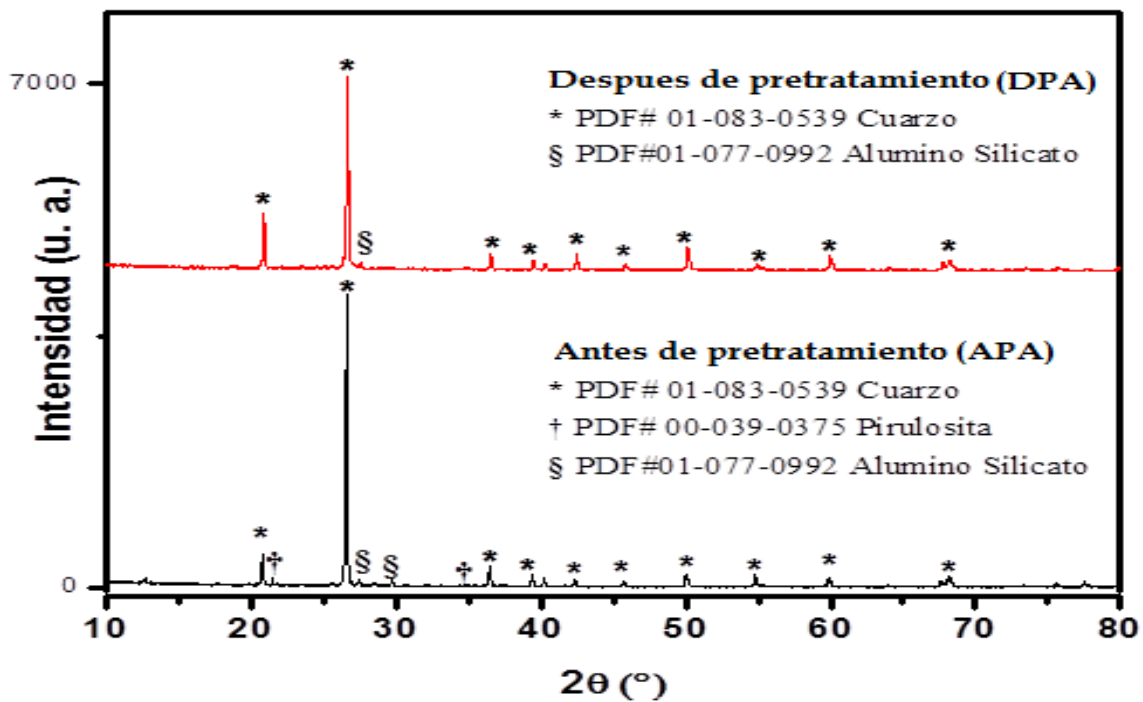


Figura 4. Especies minerales determinadas por difracción de rayos X para las muestras antes (APA) y después (DPA) de pretratamiento ácido.

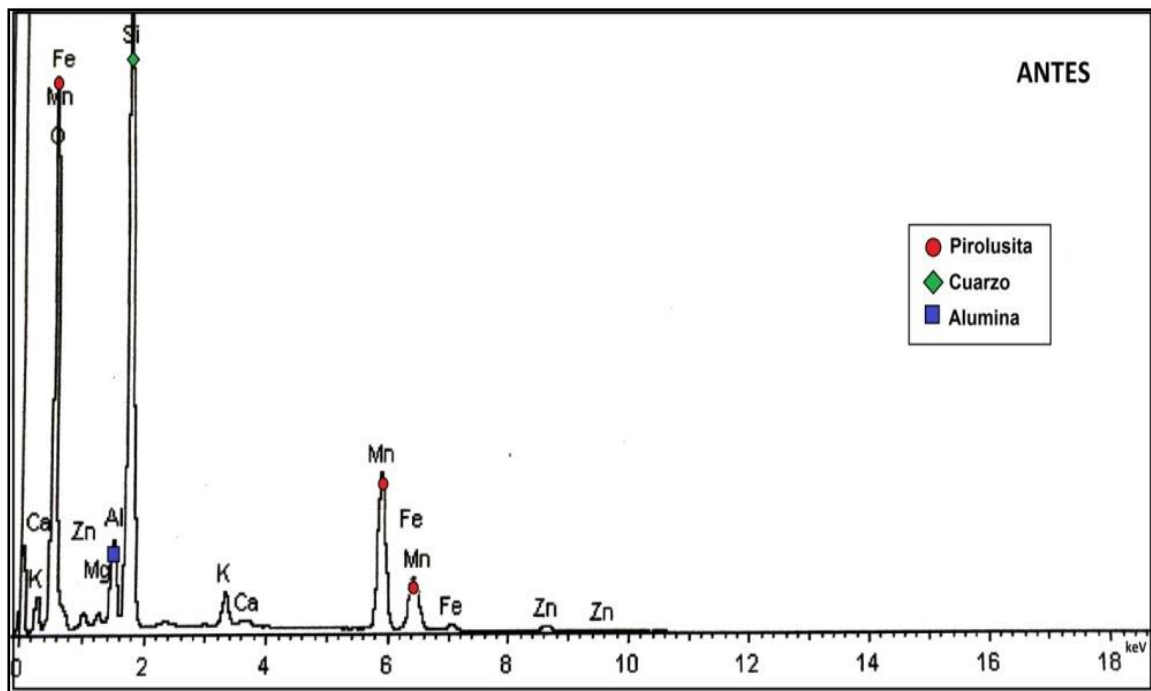


Figura 5. Microanálisis EDS de la muestra APA (Antes Pretratamiento Ácido).

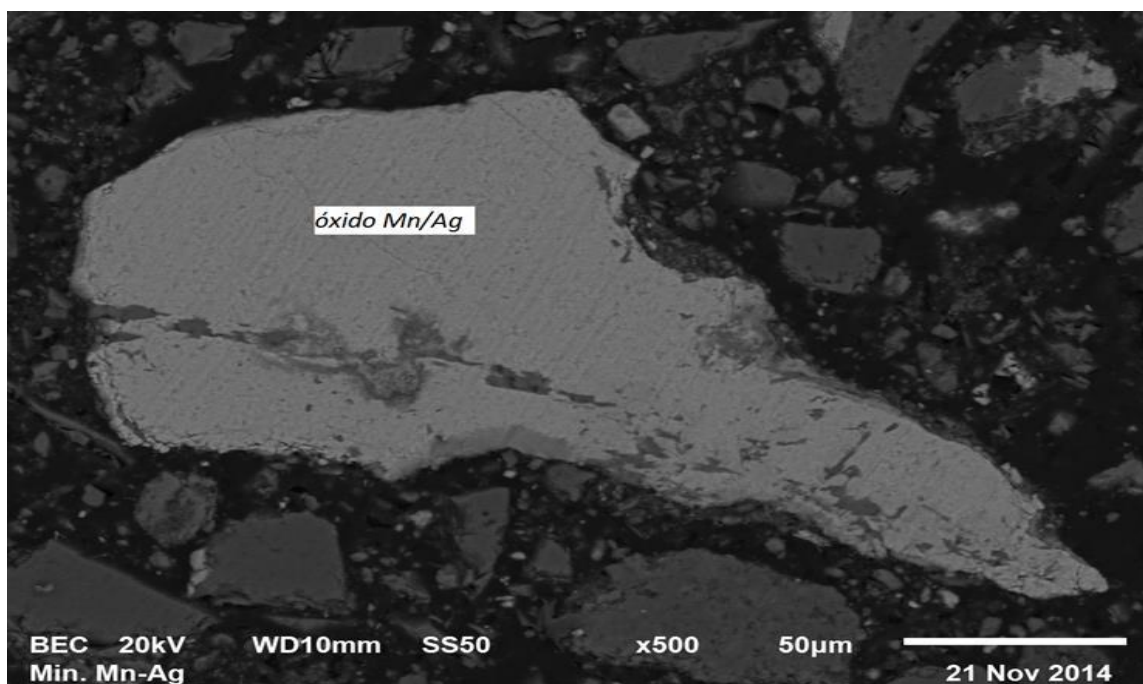


Figura 6. Micrografía correspondiente a la especie óxido de manganeso, donde se puede apreciar presencia de plata. (Foto realizada mediante microscopio Electrónico de barrido).

3.3 Etapa 2: Lavado con agua

La muestra sólida, proveniente del pretratamiento ácido, se secó a 90°C, durante 2 horas y se tamizó usando la malla # 100, para deshacer los grumos generados en el proceso de secado y así asegurar un tamaño de partícula homogéneo en el mineral que será alimentado a la etapa de lixiviación con cianuro de sodio, la muestra, antes de ser llevada al proceso de lixiviación alcalina se somete a una etapa de lavado con agua.

El microanálisis de la muestra de lavado con agua, se realizó mediante microscopía electrónica de barrido, así como algunos análisis puntuales observándose bajos contenidos de manganeso, en comparación con la muestra antes del pretratamiento ácido, la muestra que se someterá a la etapa de lavado se le denominará DPA (Después de pretratamiento ácido).

En la tabla VI se presenta el análisis químico de la muestra DPA en la cual podemos observar la reducción en el porcentaje de manganeso después de ser sometida al pretratamiento ácido.

Tabla VI. Análisis químico de la muestra DPA (Después de pretratamiento ácido).

	% Peso									g/Ton	
Elemento	Na	Mg	Al	Si	S	K	Mn	Fe	O	Au	Ag
Valores	1.12	0.19	2.4	31.74	8.23	2.01	0.86	1.59	51.83	1.1	1307

3.4 Etapa 3: Extracción de valores

En esta etapa se agrega al mineral previamente lavado con agua y óxido de calcio (Figura 3) para el control del pH, además de una solución de cianuro de sodio con el fin de recuperar los valores de oro y plata. El tiempo de contacto entre el mineral y la solución de cianuro de sodio fue de 24 horas.

La lixiviación agitada se lleva a cabo en un vaso de precipitado y la agitación es propiciada por un agitador mecánico tipo propela a 300 RPM.

En esta etapa, así como en la segunda, la cantidad del sólido en relación a la del líquido juega un papel importante en los resultados metalúrgicos.

El mineral que se agregó a esta etapa de extracción presenta bajos contenidos de manganeso, lo que favorecerá la recuperación de los valores de interés. Al ser el manganeso un elemento cianicida reaccionara con el cianuro de sodio presente en la solución, pero debido a la baja proporción de este metal, dicha interacción puede considerarse despreciable.

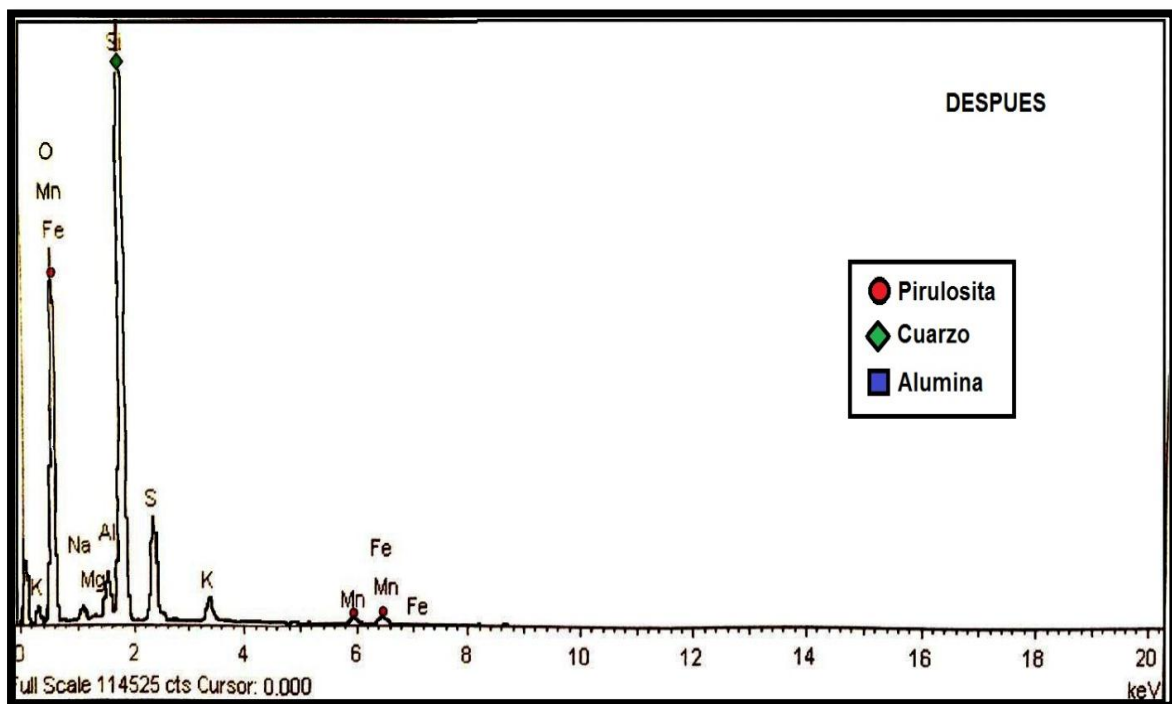


Figura 7. Microanálisis de la muestra DPA (Después de Pretratamiento Ácido).

Como se observa en el microanálisis, aún podemos observar presencia de cuarzo, pero este no presenta riesgo a la recuperación de valores de oro y plata ya que estos no se encuentran asociados a esta matriz, por lo que el oro y la plata son de fácil extracción.



Figura 8. Micrografía correspondiente a la muestra DPA, (Foto realizada mediante microscopio Electrónico de barrido).

Es estudio mediante microscopio electrónico de barrido a la muestra DPA, arroja resultados positivos, pues no se observa presencia de mineral de Pirulosita en la micrografía, lo que nos demuestra que el pretratamiento ácido funciona correctamente al extraer la mayor cantidad de manganeso de la muestra, recordemos que este elemento es el que causa la refractariedad en la muestra. (Figura 8).

4. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Etapa 1: Pretratamiento Ácido

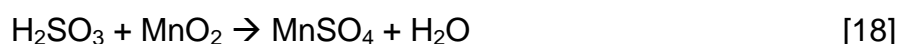
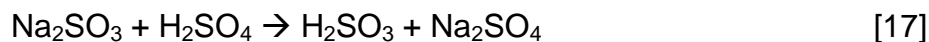
En la primera etapa, la muestra llamada APA (Antes de Pretratamiento Ácido), se sometió a una lixiviación acida reductiva con ácido sulfúrico y sulfito de sodio, para poder extraer el manganeso que provoca refractariedad en el mineral, que por consecuencia provoca bajas recuperaciones de oro y plata.

La relación solido-liquido usada fue de 4 partes de líquido por una parte de solido pulverizado hasta la malla #100.

En esta etapa de pretratamiento el sulfito de sodio se utiliza como agente reductor y reacciona con el ácido sulfúrico, obteniendo consumos 24 g/L de sulfito y 250 g/L de ácido sulfúrico.

El tiempo de contacto entre el ácido sulfúrico, el sulfito de sodio y el mineral, fue de 2.5 horas, comenzando con pH de 0.53 y finalizando con pH de 1.50.

El mecanismo de reacción que describe la reducción del óxido de manganeso, se describe en las ecuaciones 17 y 18, donde en la primera reacción podemos observar como el ácido sulfúrico reacciona con el sulfito de sodio, para formar acido sulfuroso, posteriormente este acido sulfuroso reacciona con el óxido de manganeso para formar sulfato de manganeso.



4.2 Etapa 2: Lavado

La muestra de mineral proveniente de la etapa 1 llamada DTA (Después de Tratamiento Ácido), presenta valores de pH por debajo de 2, esto debido al uso de ácido sulfúrico en dicha etapa. Para evitar la hidrólisis del cianuro de sodio, en la etapa 3 se procede a lavar la muestra con agua para lograr su neutralización.

Se probaron varias relaciones líquido/sólido, variando siempre la cantidad de agua y manteniendo fija la cantidad de mineral.

4.2.1 Relación, líquido/sólido = 1/1

En esta etapa de lavado se utilizó la misma cantidad de agua y la misma cantidad de mineral, se puso en contacto durante 6 horas mediante agitación y se estuvo monitoreando la acidez libre cada hora mediante la técnica volumétrica de titulación, con solución de hidróxido de sodio 0.1 N en presencia de fenolftaleína como indicador. Al inicio del lavado se obtuvo un valor de 40 g/L de ácido sulfúrico en la solución y pH de 1.50, como se puede observar en la Tabla VII, al final de las 6 horas el pH solo aumenta hasta 2.60 y la acidez libre disminuye hasta 14.8 g/L H₂SO₄

Tabla VII. Datos de acidez libre y pH para lavado de mineral relación L/S: 1/1

R:L/S=1/1		
t,(h)	g/L H ₂ SO ₄	pH
0	40.0	1.50
1	25.0	1.45
2	20.0	1.80
3	19.0	2.50
4	15.0	2.58
6	14.8	2.60

4.2.2 Relación, líquido/sólido = 2/1

En la relación líquido/sólido = 2/1 se utilizó la misma cantidad de muestra mineral y el doble de cantidad de agua, el tiempo de contacto fue de 6 horas mediante agitación mecánica. Al inicio del lavado se obtuvo una concentración inicial de 40 g/L de ácido sulfúrico en la solución y pH de 1.50, al final de esta etapa la concentración de ácido disminuye hasta 7.5 g/L y el pH se incrementa hasta 2.10. (Tabla VIII).

Tabla VIII. Datos de acidez libre y pH para lavado de mineral relación L/S: 2/1

R:L/S=2/1		
T, (h)	g/L H ₂ SO ₄	pH
0	40.0	1.50
1	20.0	1.60
2	15.0	1.80
3	10.0	2.00
4	8.7	1.90
6	7.5	2.10

4.2.3 Relación, líquido/sólido = 3/1

Para la relación líquido/sólido = 3/1 , se utilizó la misma cantidad de muestra mineral y el triple de cantidad de agua, mineral y agua se ponen en contacto durante 6 horas mediante agitación mecánica y se monitorea la acidez libre.

Al inicio del lavado se obtuvo una concentración inicial de 40 g/L de ácido sulfúrico en la solución y pH de 1.50, al final de esta etapa la concentración de ácido disminuye hasta 7.2 g/L y el pH se incrementa hasta 2.10. (Tabla IX).

Tabla IX. Datos de acidez libre y pH para lavado de mineral relación L/S: 3/1

R:L/S=3/1		
T,(h)	g/L H ₂ SO ₄	pH
0	40.0	1.50
1	18.0	1.70
2	15.4	1.85
3	9.6	1.90
4	9.0	2.00
6	7.2	2.10

4.2.4 Relación, líquido/sólido = 4/1

En la relación líquido/sólido = 4/1, se utilizó cuatro veces más cantidad de agua, en relación a la cantidad del mineral, este y el agua se ponen en contacto durante 6 horas mediante agitación mecánica y se monitoreó la acidez libre cada hora. Al inicio del lavado se obtuvo una concentración inicial de 40 g/L de ácido sulfúrico en la solución y pH de 1.50, al final de esta etapa la concentración de ácido disminuye hasta 4.0 g/L y el pH se incrementa hasta 4.90. (Tabla X).

Tabla X. Datos de acidez libre y pH para lavado de mineral relación L/S: 4/1

R:L/S=4/1		
T,(h)	g/L H ₂ SO ₄	pH
0	40.0	1.50
1	15.0	1.85
2	10.6	2.10
3	5.1	4.40
4	5.0	4.80
6	4.0	4.90

4.2.5 Relación, líquido/sólido = 5/1

Para la relación líquido/sólido = 5/1, se utilizó cinco veces más cantidad de agua en relación a la cantidad del mineral, este y el agua se ponen en contacto durante 6 horas mediante agitación mecánica y se monitorea la acidez libre cada hora.

Al inicio del lavado se obtuvo una concentración inicial de 40 g/L de ácido sulfúrico en la solución y pH de 1.50, al final de esta etapa la concentración de ácido disminuye hasta 4.9 g/L y el pH se incrementa a 4.91. (Tabla XI)

Tabla XI. Datos de acidez libre y pH para lavado de mineral relación L/S: 5/1

R:L/S=5/1		
T,(h)	g/L H ₂ SO ₄	pH
0	40.0	1.50
1	12.0	1.95
2	9.8	3.00
3	7.3	3.40
4	5.1	4.90
6	4.9	4.91

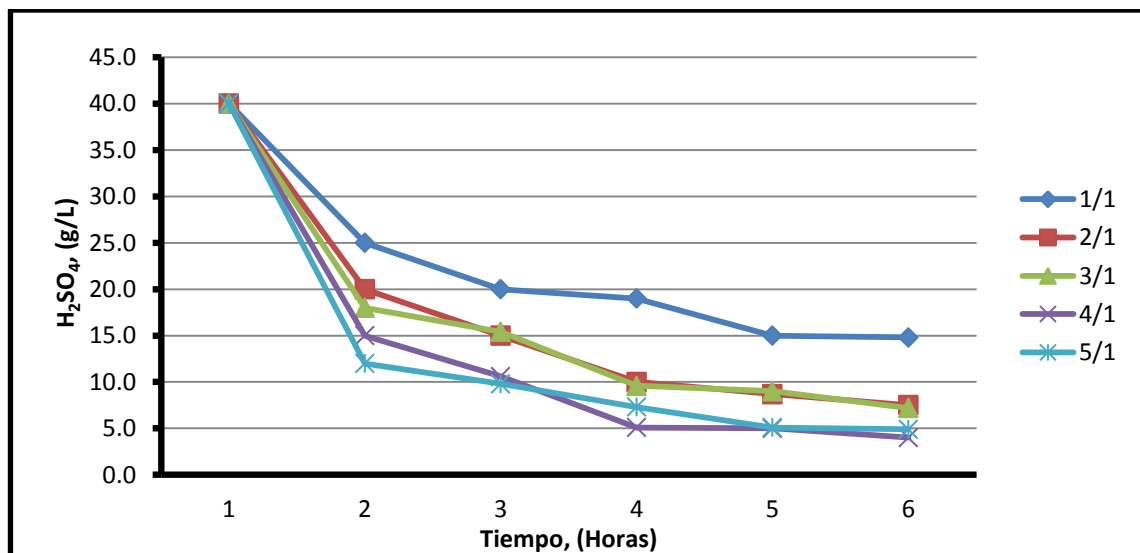


Figura 9. Datos de acidez libre para cada relación L/S en la etapa de lavado con agua.

En la figura 9, se presentan los datos de acidez libre para cada relación L/S en la etapa de lavado con agua, donde se observa que las relaciones L/S= 4/1 y 5/1 son las que presentan valores de acidez libre menores a 5 g/L después de las 6 horas de contacto, debido a esto, ambas relaciones presentan valores de pH final muy cercanos; 4.90 para la relación 4/1 y 4.91 para la relación 5/1, estos parámetros posicionan a ambas como buenas opciones para elección de la mejor relación líquido/sólido en la etapa de lavado.

4.3 Etapa 3: Extracción de valores de oro y plata

4.3.1 Cianuración, Relación líquido/sólido = 1/1

Para los estudios de lixiviación alcalina, se elige la relación de lavado, líquido/sólido igual a 4/1, debido a los valores finales de pH y acidez libre. Controlando estos valores se puede empezar con la adición de óxido de calcio para obtener valores de pH por encima de 10.5, evitando con esto la hidrólisis del cianuro, condiciones inseguras de trabajo, altos consumos de reactivos y extracciones deficientes de oro y plata. (Figura 10).

La concentración inicial de NaCN en la solución lixivante fue de 3 g/L, para lograr mantener el pH se utilizó óxido de calcio grado industrial, iniciando con una

concentración de 3 g/L; los reactivos y el mineral previamente lavado se ponen en contacto durante 24 horas. La recuperación máxima de oro fue de 90% mientras solo se recuperó 54.61% de la plata.

El consumo final de cianuro de sodio fue de 0.80 g/L y el consumo de óxido de calcio de 0.70 g/L, el pH inicial de la prueba fue de 10.75 y el valor de pH al final de la prueba fue de 10.30.

4.3.2 Cianuración, Relación líquido /sólido = 2/1

En este estudio se usaron de 100 gramos de mineral lavado y 200 gramos de solución, estas se pusieron en contacto mediante agitación mecánica durante 24 horas, una vez pasado este tiempo la recuperación de valores de oro y plata fueron de 92% en ambos casos (Figura 11). El pH inicial fue de 11.20 y el final de 10.10.

El consumo de cianuro de sodio y CaO fueron de 2.20 y 2.33 g/L respectivamente.

4.3.3 Cianuración, Relación líquido/sólido = 3/1

La cantidad de mineral lavado usada en esta prueba es la misma que en los estudios anteriores, solo que la cantidad de solución lixivante es el triple, en comparación con los 100 gramos de mineral utilizados.

El tiempo de contacto fue de 24 horas, al finalizar este tiempo la extracción final de oro fue de 96% (Figura 10) y la de plata de 95% (Figura 11).

El consumo de cianuro de sodio fue de 1.0 g/L y de 1.6 g/L para el óxido de calcio, el pH disminuyó de 11.37 hasta 10.90.

4.3.4 Cianuración, Relación líquido/sólido = 4/1

En este estudio se utilizaron 400 g de solución lixivante de NaCN con una concentración inicial de 3 g/L, dicha concentración fue verificada mediante la técnica volumétrica de titulación con nitrato de plata y rodamina como indicador, la concentración final de NaCN en la solución fue de 2.0 g/L teniendo con esto un consumo de 1 g/L, a su vez el pH fue controlado mediante la adición de óxido de calcio, obteniendo un consumo para este reactivo de 1.6 g/L. El pH después de las 24

horas de agitación, fue de 11.0, manteniendo con esto condiciones favorables para la extracción de valores.

En el caso del oro la recuperación total fue de 96% (Figura 10) mientras que para la plata se obtuvo 97.85% de extracción (Figura 11).

4.3.5 Cianuración, Relación líquido/sólido = 5/1

En el estudio de lixiviación se utilizó la relación líquido/sólido = 5/1 donde se obtuvieron extracciones de los valores de oro y plata de 95.0% y 98.85% respectivamente (Figuras 10 y 11).

Se consumieron 0.55 g/L de NaCN y 0.50 g/L de óxido de calcio, este estudio fue realizado durante 24 horas, tiempo en el cual la pulpa fue agitada mecánicamente, al final del estudio, el pH de la pulpa fue de 10.6, en comparación con el 11.2 del inicio de la prueba.

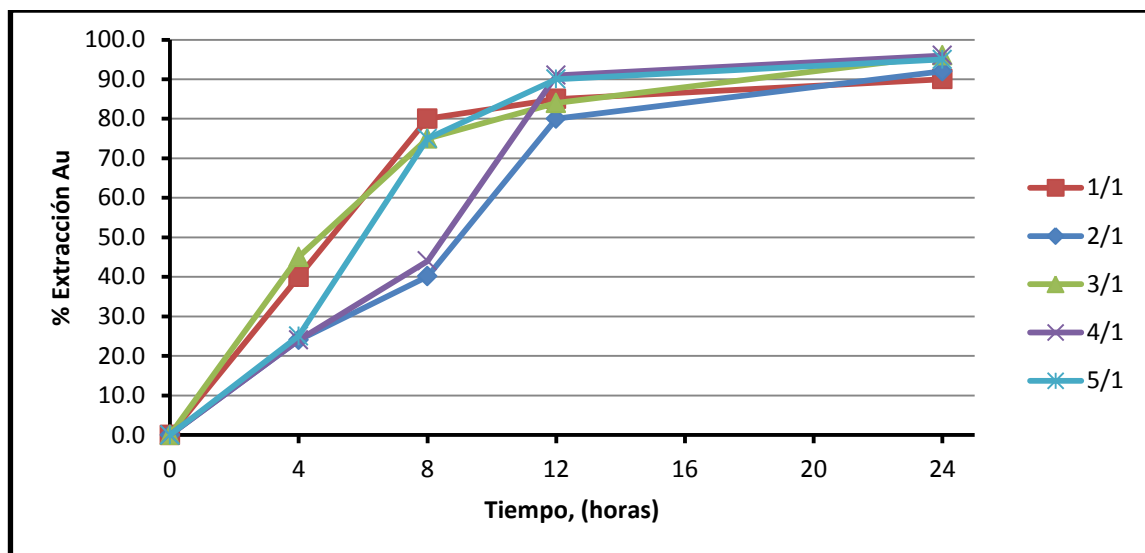


Figura 10. Extracción de valores de oro comparando diferentes relaciones líquido/Sólido. (Tiempo: 24 horas, mineral lavado)

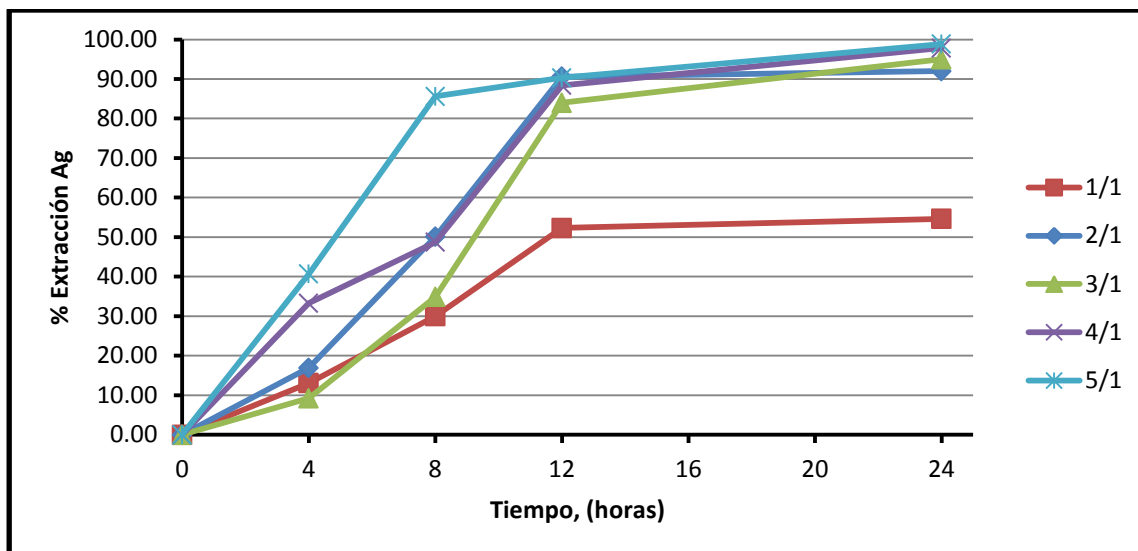


Figura 11. Extracción de valores de plata comparando diferentes relaciones Líquido/Sólido. (Tiempo: 24 horas, mineral lavado)

4.3.6 Efecto del lavado con agua.

4.3.6.1 Cianuración sin etapa de lavado. Relación L/S = 1/1

En las pruebas de cianuración usando una relación L/S = 1/1 se obtuvo una extracción final de oro de 80% y de plata de 7.69%, se observa que debido al pH ácido el consumo de CaO aumenta, así a su vez también lo hace el NaCN presentándose consumos de 18.5 g/L CaO y 3.0 g/L de NaCN. (Tabla XII).

Al inicio de la prueba el pH de la pulpa mineral se encontraba en 2.8 y se elevó hasta 10.35 mediante la adición de CaO obteniendo una concentración inicial de 20 g/L.

Tabla XII. Consumo de Reactivos en la etapa de extracción sin etapa de lavado. R: L/S = 1/1

Tiempo, (Horas)	NaCN, (g/L)	CaO, (g/L)
0	5.0	20.0
4	4.1	15.1
8	3.5	10.0
12	2.6	3.1
24	2.0	1.5

4.3.6.2 Cianuración sin etapa de lavado. Relación L/S = 2/1

Al cambiar la cantidad de solución lixivante al doble se modifica la relación L/S, siendo ahora de 2 partes de líquido por una de sólido (L/S = 2/1), obteniéndose con esto extracciones de oro de 80% y de plata de 16.92%. El pH inicial en la pulpa antes de agregar el óxido de calcio era de 3.0, una vez agregada la cal el pH se incrementó hasta 10.4 y la concentración inicial de CaO fue calculada en 18 g/L. El consumo de cianuro de sodio fue de 3.2 g/L y el consumo de cal de 7.8 g/L. (Tabla XIII).

Tabla XIII. Consumo de Reactivos en la etapa de extracción sin etapa de lavado. R: L/S = 2/1

Tiempo, (Horas)	NaCN, (g/L)	CaO, (g/L)
0	5.0	18.00
4	4.0	15.00
8	3.1	11.60
12	2.5	10.00
24	1.8	10.20

4.3.6.3 Cianuración sin etapa de lavado. Relación L/S = 3/1

Se continuó variando la cantidad de solución de NaCN en la lixiviación por lo que los resultados de recuperación de oro y plata se vieron afectados debido al movimiento de esta variable. Para el caso de estudio donde se probó la relación líquido/sólido = 3/1 la recuperación de oro fue de 48% mientras que la plata apenas alcanzó el 16.92% de extracción.

El consumo de cianuro de sodio en este estudio fue de 3.6 g/L y el óxido de calcio presenta un gasto de 11.9 g/L (Tabla XIV). El pH inicial de la pulpa se encontraba en 3.4, al agregar la cal, este se vio afectado para amentar hasta 10.3, después de 24 horas de contacto entre el mineral y la solución lixivante el pH termina en 10.1.

Tabla XIV. Consumo de Reactivos en la etapa de extracción sin etapa de lavado. R: L/S = 3/1

Tiempo, (Horas)	NaCN, (g/L)	CaO, (g/L)
0	5.0	15.00
4	4.2	12.00
8	3.8	8.00
12	2.6	5.60
24	1.4	3.10

4.3.6.4 Cianuración sin etapa de lavado. Relación L/S = 4/1

El siguiente estudio corresponde a la utilización de cuatro veces más cantidad de solución lixiviante en relación a la cantidad de mineral, el contacto entre estos fue de 24 horas mediante agitación mecánica.

Los resultados de la extracción de valores fueron 92% para el oro y 24% para la plata, se consumieron 3.0 g/L de cianuro de sodio y 5.2 g/L de CaO (Tabla XV). El pH inicial de la pulpa fue de 3.8 y se elevó hasta 10.3 mediante la adición del óxido de calcio, al terminar el estudio, el pH de la pulpa se encontraba en 10.0.

Tabla XV. Consumo de Reactivos en la etapa de extracción sin etapa de lavado. R: L/S = 4/1

Tiempo, (Horas)	NaCN, (g/L)	CaO, (g/L)
0	5.0	8.00
4	4.0	6.00
8	3.0	5.30
12	2.4	3.20
24	2.0	2.80

4.3.6.5 Cianuración sin etapa de lavado. Relación L/S = 5/1

Se realizó una última configuración, en la cual se utilizó la relación líquido/sólido de 5/1, el contacto entre lixiviante y mineral fue de 24 horas mediante agitación mecánica. Los resultados de la extracción de valores fueron 90% para el oro y 50.77% para la plata, en total se consumieron 3.7 g/L de cianuro de sodio y 3.0 g/L de CaO (Tabla XVI). El pH inicial de la pulpa era de 4.0 y este se llevó hasta 10.2

mediante la adición de óxido de calcio, al terminar el estudio, el pH de la pulpa se encontraba en 10.1.

Tabla XVI. Consumo de reactivos en la etapa de extracción sin etapa de lavado. R: L/S = 5/1

Tiempo, (Horas)	NaCN, (g/L)	CaO, (g/L)
0	5.0	5.00
4	3.5	4.20
8	1.8	3.80
12	1.5	3.00
24	1.3	2.00

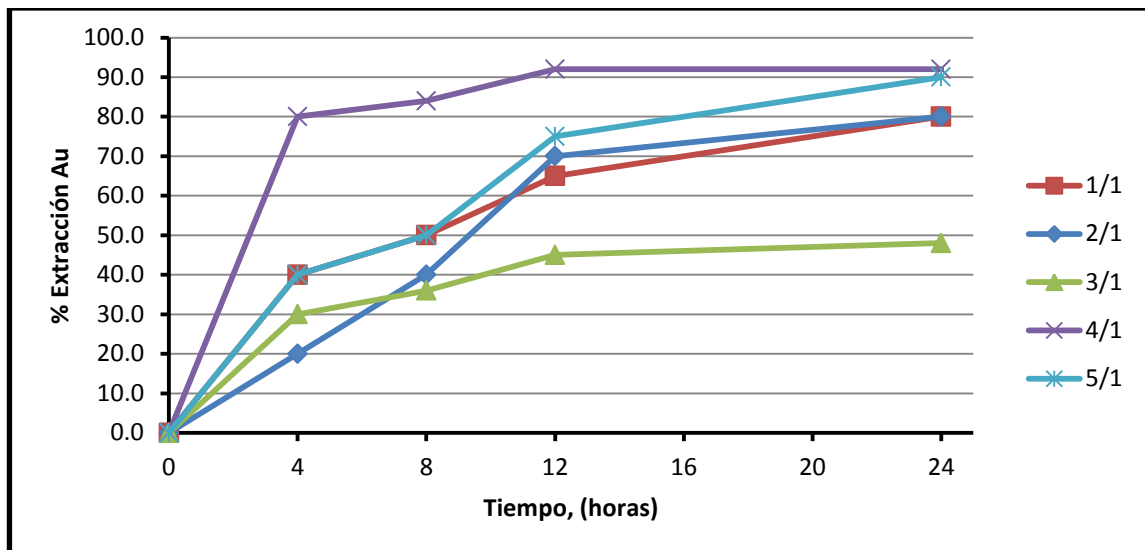


Figura 12. Extracción de valores de oro comparando diferentes relaciones Líquido/Sólido. (Tiempo: 24 horas, mineral sin lavado).

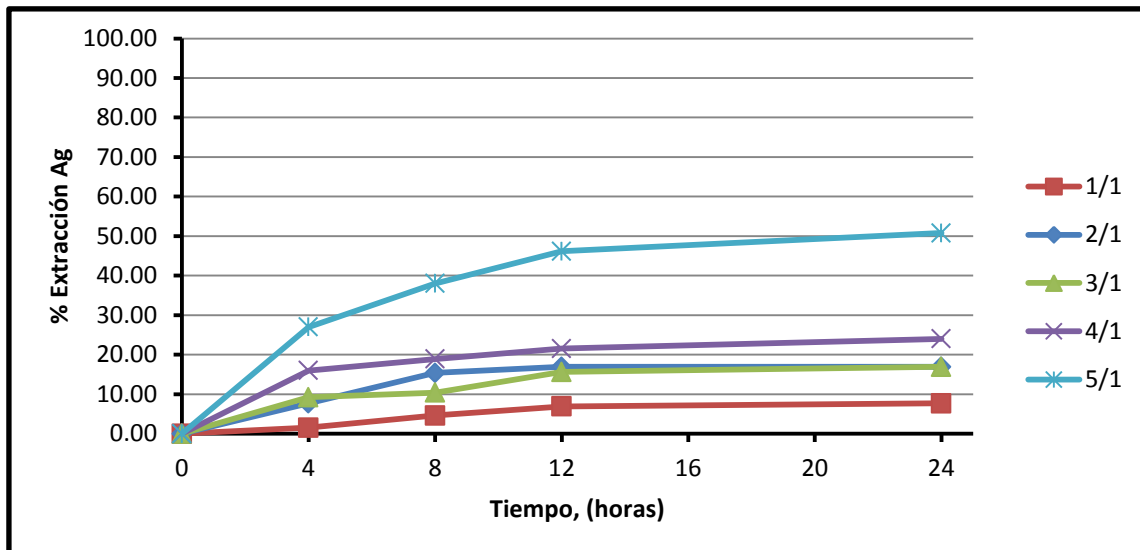


Figura 13. Extracción de valores de plata comparando diferentes relaciones Líquido/Sólido. (Tiempo: 24 horas, mineral sin lavado)

4.4 Consumo de Reactivos

4.4.1 Consumo de reactivo en estudios de mineral con lavado.

4.4.1.1 Consumo de NaCN

La concentración inicial de cianuro de sodio en la solución lixiviante para el caso de las pruebas donde se usó el mineral con etapa de lavado fue de 3.0 g/L,

En la figura 14, podemos observar el comportamiento del consumo de NaCN en las diferentes relaciones líquido / sólido, como podemos apreciar las relaciones 1/1, 3/1, 4/1, y 5/1 presentan consumos iguales o menores a 1 g/L a diferencia de la relación 2/1 que presenta una concentración final de 0.80 g/L y por lo tanto un consumo de 2.2 g/L al final de la prueba, siendo esta relación la que más consumo de NaCN presentó. La relación que presentó menos consumo de NaCN fue la relación 5/1 con 0.50 g/L este consumo fue en 24 horas.

4.4.1.2 Consumo de Cal

La concentración inicial de óxido de calcio utilizada para el estudio del mineral con acondicionamiento fue de 3.0 g/L.

En la figura 14 podemos observar como las relaciones 1/1 y 5/1 presentan consumos de cal de 0.70 y 0.90 g/L respectivamente, para el caso de las relaciones 3/1 y 4/1 el consumo del óxido fue de 1.6 g/L en ambos casos y la relación 2/1 presentó el mayor consumo de óxido de calcio, con 2.33 g/L. La relación con menor consumo de cal fue la relación líquido/sólido = 1/1. (Figura 14).

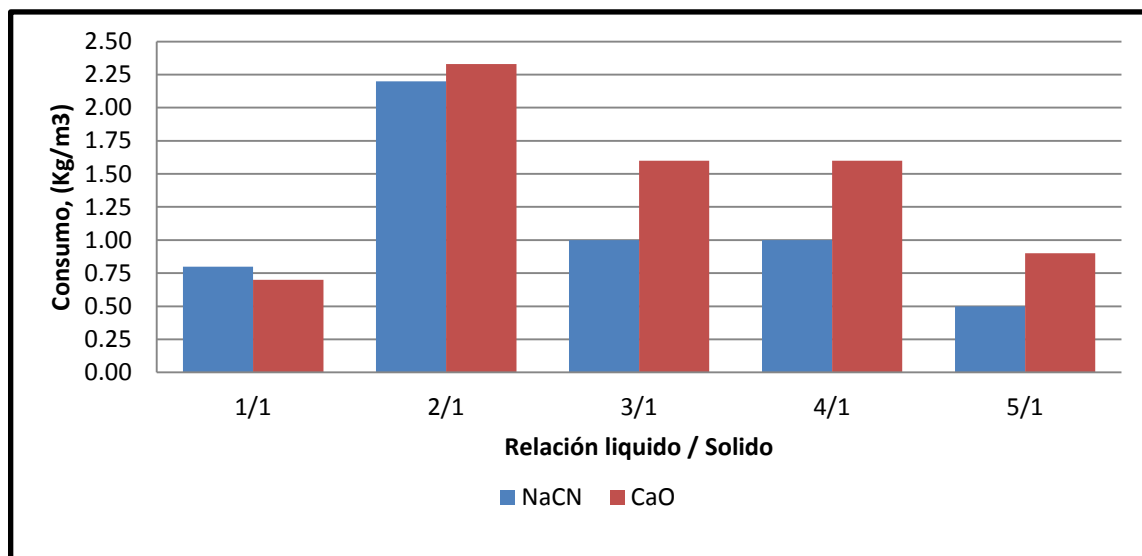


Figura 14. Consumo de NaCN y Cal para cada relación Líquido / Sólido. (Mineral con etapa de lavado).

4.4.2 Consumo de reactivo en estudios de mineral sin lavado.

4.4.2.1 Consumo de NaCN

El consumo de NaCN en este estudio está afectado por el pH inicial de la pulpa, ya que, al no contar con etapa de lavado, el mineral presenta valores de pH ácidos favoreciendo así la hidrólisis del cianuro lo cual provoca más adición de reactivo en comparación con el mineral que si presento la etapa de lavado con agua.

La concentración inicial de NaCN para todas las relaciones L/S fue de 5.0 g/L; todas las relaciones L/S presentan consumos iguales o por encima de 3.0 g/L siendo la relación 5/1 la que mayor consumo presentó con 3.7 g/L. (Figura 15).

4.4.2.2 Consumo de Cal

La tabla XVII muestra los valores iniciales de pH (pHo) en cada estudio antes de empezar la lixiviación con cianuro de sodio, este valor es ácido debido al tratamiento

previo con ácido sulfúrico, la adición de cal lleva todos los estudios a pH iniciales cercanos a 10.30, como podemos observar la relación L/S 1/1 es la que mayor concentración inicial de óxido de calcio presenta ya que el mineral presentaba inicialmente valor de pH de 2.80 , en comparación con la relación 5/1 que presentaba pH de 4 y concentración inicial de cal de 5.0 g/L.

La adición de cal depende del pH inicial del mineral que a su vez está influenciado por la relación L/S. (Figura 16).

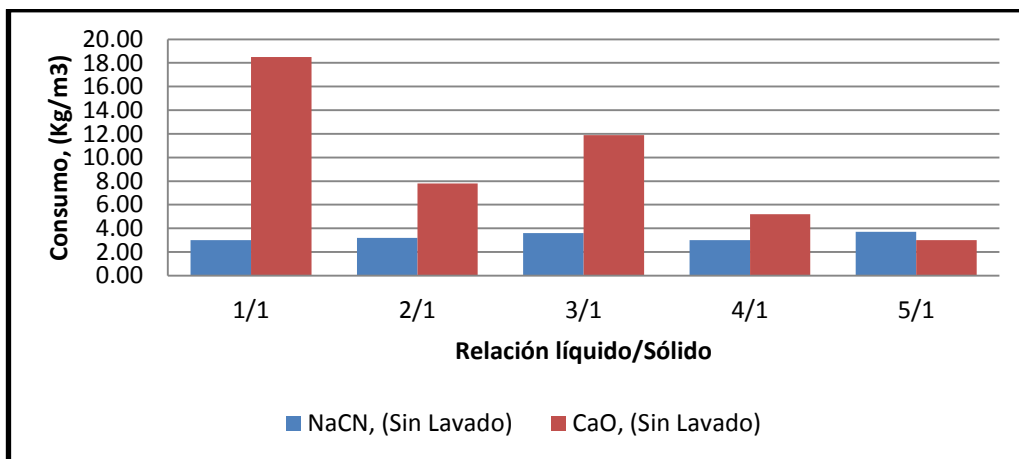


Figura 15. Consumo de NaCN y Cal para cada relación Líquido/Sólido. (Mineral sin etapa de lavado).

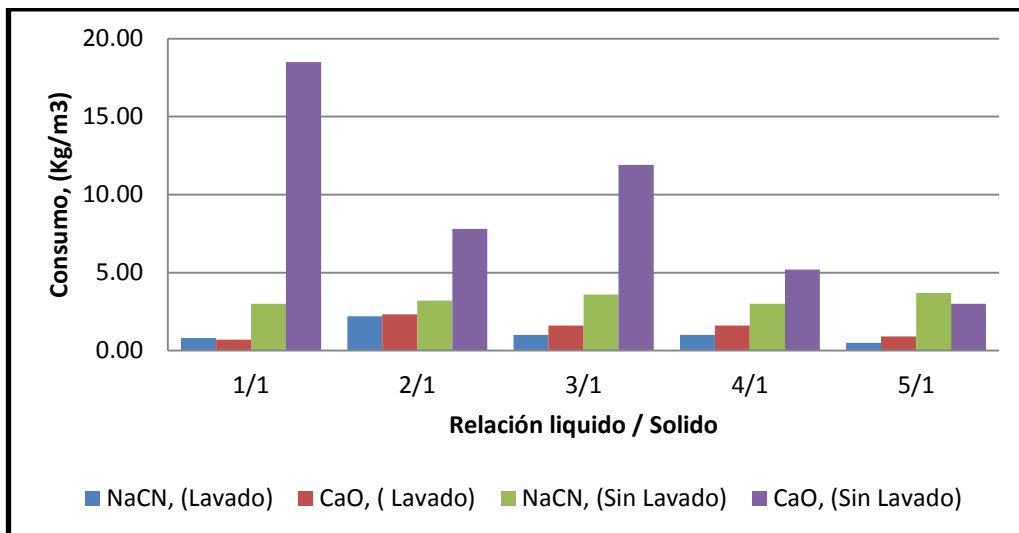


Figura 16. Comparativa del consumo de reactivos en etapa de extracción de Au y Ag para mineral con y sin etapa de lavado con agua.

Tabla XVII. Condiciones de pH y concentración de Cal para cada relación Líquido/Sólido.

R: L/S	1/1	2/1	3/1	4/1	5/1
pH _o	2.80	3.00	3.44	3.80	4.00
pH	10.35	10.40	10.30	10.30	10.20
[CaO], (g/L)	20.00	18.00	15.00	8.00	5.00

4.5 Análisis de colas de lixiviación.

El análisis a la muestra de colas de lixiviación, arrojó datos de contenido de oro y plata remanentes después del proceso de lixiviación con cianuro de sodio para cada relación L/S.

El mineral que fue sometido al lavado con agua presenta contenidos de oro por debajo de 0.30 g/ton, dependiendo de la relación L/S en contraste con el mineral que no se sometió a la etapa de lavado donde el contenido de oro va desde 0.40 hasta 0.80 g/ton, dependiendo también de la relación L/S. (Figura 17)

El comportamiento del contenido de plata en las colas de lixiviación es el mismo, obteniendo valores de plata más bajos en el mineral sometido a lavado con agua que en el mineral que no presento dicho lavado. (Figura 18)

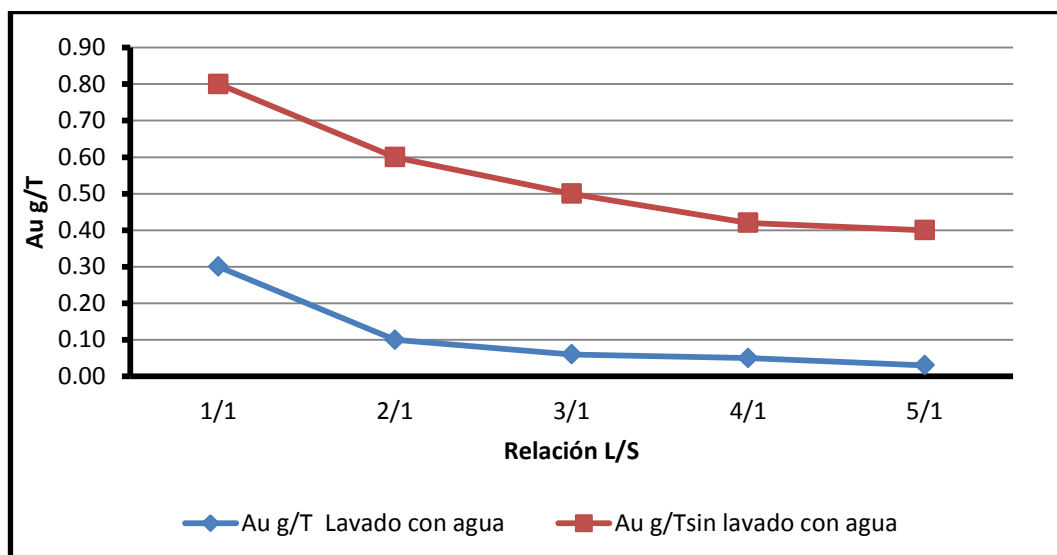


Figura 17. Comparación del contenido de oro en las colas de lixiviación con NaCN, para diferentes relaciones L/S. (mineral lavado VS mineral sin lavar).

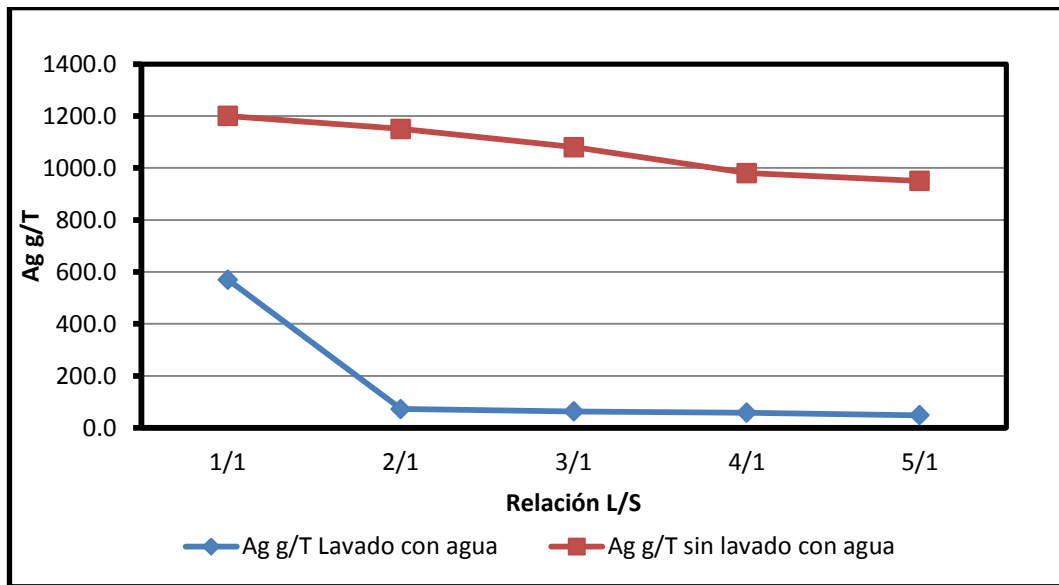


Figura 18. Comparación del contenido de plata en las colas de lixiviación con NaCN, para diferentes relaciones L/S.(mineral lavado VS mineral sin lavar).

5. CONCLUSIONES

De acuerdo a los resultados obtenidos de los estudios experimentales, se establecen las siguientes conclusiones

1) RELACIÓN L/S: Se elige la relación L/S de 4/1 para todas las comparaciones finales debido a que presenta mejores extracciones de oro y plata, 92% y 95.55% respectivamente.

2) EFFECTO LAVADO: Si no se presenta esta etapa de lavado, el consumo de NaCN se incrementa al triple y el de CaO 3.25 veces.

La recuperación de valores también se ve afectada al recuperar solo 60% de oro y 24.61% de plata en el mineral sin lavar, en comparación con las recuperaciones superiores al 90% en el mineral lavado.

3) CONSUMO DE REACTIVOS: Para el mineral lavado con agua, las concentraciones iniciales de NaCN y CaO fueron de 3.0 g/L, mientras que en el mineral sin lavar de 8.0 g/L de CaO y 5.0 g/L para NaCN, esto debido a la hidrólisis que sufre el cianuro en pH ácido.

Se consume en promedio 1.10 g/L de NaCN en la lixiviación de mineral lavado y 3.0 g/L en la de mineral sin lavar.

Se usó como lixivante alternativo al cianuro de sodio, una solución de tiourea debido que al revisar la literatura se encontró información sobre el buen funcionamiento que desempeña dicha solución en pH ácido para la recuperación de valores de oro y plata.

Al usar la tiourea en nuestros estudios los resultados de extracción de valores de oro y plata no fueron satisfactorios, debido a la formación de disulfuro de formamidina y azufre elemental, esto debido a que la tiourea no podía estabilizarse y la presencia de fierro en el mineral causaba un efecto acomplejante.

6. BIBLIOGRAFÍA

Bibliografía

- [1] G.T. MUNIVE, “Disolución de valores de oro y plata de minerales mangano-argentíferos” Departamento de Ingeniería Química y Metalurgia y Departamento de Investigación en Polímeros y Materiales, Universidad de Sonora., pp. 1-13, (2015).
- [2] J. P. y. F. Carrillo, “Avances en los métodos de recuperación de Oro y Plata de minerales refractarios.” Revista de Metalurgia - Consejo Superior de Investigaciones Científicas, pp. 254-261, (1996).
- [3] Jeffrey M.J., Breuer P., Choo W.L., “A Kinetic Study of Comparing Gold Leaching in the Cyanide, Thiosulfate and Chloride Systems.” Metal. Mater. Trans. B., 32B. pp 979-986, (2001).
- [4] G.T. Munive, M.A. Encinas Romero, A. Valenzuela Soto, J.L. Valenzuela Garcia, J.H. Coronado López, J.R. Parga Torres: “Estudio Comparativo de la Lixiviación de un Mineral Refractario con Cianuro de Sodio y Tiosulfato de Sodio para la Recuperación de Oro y Plata”, Geomimet, Vol. 291. pp 12-24. (2011)
- [5] Lehmann M.N., O'Leary S., Dunn J.G., “An evaluation of pretreatments to increase gold recovery from a refractory ore containing arsenopyrite and pyrrhotite”, Minerals Engineering, 13. pp 1-18. (2000).
- [6] Christensen, N.C., “Process of Treating Ores with Chloride Solutions”, US Patent No. 1.696, 471 (1928).
- [7] K.M Mackay, R.A. Mackay. “Introduction to modern inorganic chemistry”. 4aEd. Black & Son Limited, London. (1989).
- [8] Dominic Esteban. “Hidrometalurgia; Fundamentos, procesos y aplicaciones”. Andros Impresiones. Santiago de Chile. (2001)
- [9] Mendez Garcia Jose, Vigueras Jaramillo David. “Ingeniería del procesamiento de materiales”, Instituto Politécnico Nacional. 1ª. Edicion. Pp 40-41. (2007)
- [10] J. C. Yannopoulos. “The extractive metallurgy of gold”, Van Nostrand Reinhold, pp.79-98. (1991)
- [11] K. A. Bagdasaryan, M. L. Episkoposyan, K. A. Terarakelyan and G.G.Babayan: “The kinetics of the dissolution of gold and silver in sodium thiosulfate solutions”, Sov. J. Non-Ferrous Met., 376, pp 64–68. (1983).
- [12] Domic M, Esteban M. “Hidrometalurgia: fundamentos, procesos y aplicaciones”: 1ª Edicion. pp 200-202 y 213-217. (2001).

- [13] Vesga R. Diego. *“Evaluación de la disolución de oro en mineral de la mina San Pablo, ubicada en el municipio e Remedios Antioquia, mediante cianuración con agitación mecánica”*. Universidad Industrial de Santander Bucaramanga. pp 24-25. (2010)
- [14] Vladimir Arias Arce, Rosa Coronado Falcón, Luis Puente Santibáñez, Daniel Lovera Dávila, *“Refractariedad de concentrados Auríferos”*, Revista del Instituto de Investigación FIGMMG, Vol. 8, N.º 16. pp 5-14 (2005).
- [15] John O. Marsden, C. Lain House. *“The Chemistry of gold Extraction”*. Society of Mining, Metallurgy and Exploration Inc. 2a Edición. Pp 233-290. (2006).
- [16] Naoto Takeno. *“Atlas of Eh-pH diagrams”*. Geological Survey of Japan-National Institute of Advanced Industrial Science and Technology. (2005)