



UNIVERSIDAD TÉCNICA DE MACHALA

“Calidad, Pertinencia y Calidez”

UNIDAD ACADÉMICA DE CIENCIAS QUÍMICAS Y DE LA SALUD

CARRERA DE INGENIERÍA QUÍMICA

**TRABAJO DE TITULACIÓN PREVIO A LA OBTENCIÓN DEL TÍTULO DE:
INGENIERO QUÍMICO**

TEMA

**ESTUDIO FÍSICO – QUÍMICO COMPARATIVO DE LIXIVIACIÓN CON
CIANURO Y TIOUREA EN CONCENTRADOS DE ORO, PROCEDENTE DE LA
PLANTA DE BENEFICIO “FRANROMEC” DEL CANTÓN CAMILO PONCE
ENRÍQUEZ, PROVINCIA DEL AZUAY.**

AUTOR:

RICARDO IGNACIO GUERRERO RODRÍGUEZ.

TUTOR:

DR. HUGO ROMERO BONILLA Mg. Sc.

MACHALA - EL ORO - ECUADOR

2015

CESIÓN DE DERECHOS DE AUTOR

Yo, Ricardo Ignacio Guerrero Rodríguez, con cedula de identidad 0705386530, egresado de la Carrera de Ingeniería Química de la Unidad Académica de Ciencias Químicas y de la Salud, de la Universidad Técnica de Machala, responsable del Presente Trabajo de Titulación titulado **“ESTUDIO FÍSICO – QUÍMICO COMPARATIVO DE LIXIVIACIÓN CON CIANURO Y TIOUREA EN CONCENTRADOS DE ORO, PROCEDENTE DE LA PLANTA DE BENEFICIO “FRANROMEC” DEL CANTÓN CAMILO PONCE ENRÍQUEZ, PROVINCIA DEL AZUAY.”** Certifico que la responsabilidad de la investigación, resultados y conclusiones del presente trabajo pertenecen exclusivamente a mi autoridad una publicado este trabajo por cualquier medio conocido o por conocer, al ser este requisito para la obtención de mi título de Ingeniero Químico. El uso que la Universidad Técnica de Machala hiciere de este trabajo, no implicará afeción alguna de mis derechos morales o patrimoniales como autor.

Machala, febrero del 2015.



Ricardo Ignacio Guerrero Rodríguez

C.I. 0705386530

AUTOR

CLÁUSULA DE PROPIEDAD INTELECTUAL

Yo, Ricardo Ignacio Guerrero Rodríguez, con cedula de identidad 0705386530, autor de la tesis **“ESTUDIO FÍSICO – QUÍMICO COMPARATIVO DE LIXIVIACIÓN CON CIANURO Y TIOUREA EN CONCENTRADOS DE ORO, PROCEDENTE DE LA PLANTA DE BENEFICIO “FRANROMEC” DEL CANTÓN CAMILO PONCE ENRÍQUEZ, PROVINCIA DEL AZUAY.”** certifico que todas las ideas, opiniones y contenidos expuestos en la presente investigación son de exclusiva responsabilidad de su autor.

Machala, de febrero del 2015.

CERTIFICACIÓN

El presente trabajo de titulación “ESTUDIO FÍSICO – QUÍMICO COMPARATIVO DE LIXIVIACIÓN CON CIANURO Y TIOUREA EN CONCENTRADOS DE ORO, PROCEDENTE DE LA PLANTA DE BENEFICIO “FRANROMEC” DEL CANTÓN CAMILO PONCE ENRÍQUEZ, PROVINCIA DEL AZUAY.” Realizado por el autor Sr, Ricardo Ignacio Guerrero Rodríguez, egresado de la Carrera de Ingeniería Química, ha sido prolijamente dirigido y revisado, por lo tanto autorizo su presentación previo a la obtención del título de Ingeniero Químico.



Dr. Hugo Romero Bonilla Mg. Sc.

TUTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN

DEDICATORIA

Dedico el presente trabajo a mis padres María Ermelinda Rodríguez Guerrero y Marcelo Franklin Álvarez que han sido el pilar fundamental en mi vida diaria, han sabido brindarme su apoyo incondicional, ejemplo y siempre me han impulsado a seguir adelante para cumplir con mis metas académicas.

A Dr. Hugo Romero Bonilla Mg.Sc. y Ph.D.Chem.,B.Sc.Chem. Claudio Suárez – Authievre, por brindarme su apoyo incondicional en cada momento durante la investigación realizada.

AGRADECIMIENTO

En primer lugar agradezco a Dios por haberme permitido seguir adelante con mi proyecto y ser quien me ha dado fuerzas cuando estaba en malos momentos. Además, expreso mi infinita gratitud al Ing. Quim. Luis Castro Gerente Propietario de la COMPAÑÍA MINERA FRANROMEC S.A debido a las facilidades y acogida que me brindaron en PLANTA DE BENEFICIO AURÍFERO PAZ BORJA para desarrollar la parte experimental de este trabajo de investigación. No puedo dejar de agradecer al Dr. Quim. Ind. Luis Correa por su constante apoyo y amistad dentro y fuera de la mencionada Empresa. A la Unidad Académica de Ciencias Químicas y de la Salud por haberme acogido en sus aulas y poder formarme tanto como profesional como persona y como olvidarme de sus distinguidos docentes los cuales han depositado su confianza en mí para poder realizar este proyecto. A mi familia, pilar fundamental que ha sabido apoyarme cuando lo necesitaba, a Ph.D.Chem.,B.Sc.Chem. Claudio Suárez - Authievre, y Dr. Hugo Romero Bonilla Mg.Sc. por brindarme su apoyo incondicional.

RESUMEN

El presente proyecto de investigación trata el estudio de lixiviación de minerales auríferos concentrados por flotación, empleando cianuro y tiourea como agentes lixiviantes. El cianuro ha sido empleado durante más de 100 años en la recuperación de oro y plata debido a que es un proceso económico y rentable, sin embargo el cianuro ha sido restringido por su carácter tóxico lo que lo vuelve nocivo para el ser humano y la naturaleza. Es por esto que se ha investigado un agente lixiviante diferente utilizando como alternativa tiourea para la recuperación de oro y plata. Para el desarrollo de esta investigación se plantearon los parámetros operacionales óptimos que se requieran para la lixiviación con cianuro y tiourea. Entre los parámetros de proceso para la lixiviación de cianuro y tiourea serán: control de pH, concentración de agente lixiviante, velocidad de agitación y control de potencial de redox. El mineral aurífero concentrado presentó un máximo de disolución de oro de 34,13% con cianuro y 32,29% con tiourea en un tiempo de cuatro horas de lixiviación, para el proceso de lixiviación con cianuro se determinó que existen dos etapas controlantes que son difusión externa y difusión a través de la capa de cenizas, para el proceso de lixiviación con tiourea se determinó que su etapa controlante es difusión a través de la capa de cenizas. Concluyendo que la disolución de oro con tiourea se logra realizar cuando se obtiene un potencial de redox superior a 300 mV/SHE durante todo el proceso de lixiviación.

Palabras claves: Tiourea (TU), cianuración, potencial de redox, electrodo estándar de hidrogeno (SHE).

ABSTRACT

This research project deals with the study of leaching of gold ore concentrates by flotation, like using cyanide and thiourea leaching agents. Cyanide has been used for over 100 years in the recovery of gold and silver because it is an economic and cost-effective process, however the cyanide has been restricted by its toxic nature which makes it harmful to humado and nature. This is why it has been investigated using a different leaching agent as thiourea alternative for the recovery of gold and silver. For the development of this research the optimal operational parameters required for cyanide leaching and thiourea were raised. Among the process parameters for cyanide leaching and thiourea be pH control, concentration of bleaching agent, stirring speed and redox potential control. The present gold ore concentrate up gold dissolution of 34.13% and 32.29% cyanide with thiourea in a time of four hours of leaching, for cyanide leaching process it was determined that there are two stages that are controlling external diffusion and diffusion through the layer of ash, for thiourea leaching process it was determined that the controlling step is diffusion through the layer of ash. Concluding that the gold solution with thiourea gets done when a redox potential higher than 300 mV / SHE is obtained throughout the leaching process.

Keywords: Thiourea (TU), cyanide, redox potential, standard hydrogen electrode (SHE).

ÍNDICE GENERAL

CESIÓN DE DERECHOS DE AUTOR	II
CLÁUSULA DE PROPIEDAD INTELECTUAL	III
CERTIFICACIÓN	IV
DEDICATORIA	V
AGRADECIMIENTO	VI
RESUMEN	VII
ABSTRACT.....	VIII
ÍNDICE GENERAL	IX
ÍNDICE DE FIGURAS	XIII
ÍNDICE DE TABLAS	XIV
ÍNDICE DE GRÁFICOS.....	XV
INTRODUCCIÓN	1
PROBLEMÁTICA.	2
JUSTIFICACIÓN	2
OBJETIVO.	3
1. MARCO REFERENCIAL	4
1.1 El ORO (Au).	4
1.1.1 Minería en el Ecuador.....	5
1.2 MODELOS CINÉTICOS PARA LIXIVIACIÓN DE MINERAL AURIFERO. ..	6
1.2.1 Modelo de núcleo sin reaccionar para partículas de tamaño constante.	6
1.2.2 La difusión externa como etapa controlante.	7
1.2.3 La difusión a través de la capa de cenizas como etapa controlante	10
1.2.4 La reacción química como etapa controlante	13
1.2.5 Velocidad de reacción para partículas esféricas de tamaño decreciente.	14
1.2.6 La difusión externa del reactivo A como etapa controlante	15

1.3	FLOTACION.....	17
1.3.1	Variables del proceso de flotación.....	18
1.3.2	Hidrofobicidad.....	20
1.3.3	Potencial de Electrodo.....	20
1.3.4	Reactivos de flotación.....	21
1.3.5	Celdas de flotación.....	22
1.3.6	Tipos de celdas de flotación.....	22
1.3.7	Celda por dispersión de aire.....	22
1.3.8	Celdas mecánicas.....	23
1.4	PROCESO DE LIXIVIACIÓN.....	24
1.4.1	Lixiviación con cianuro.....	24
1.4.2	Uso del cianuro en la producción de oro.....	24
1.4.3	El proceso de cianuración.....	24
1.4.4	pH y alcalinidad.....	25
1.4.5	Concentración de oxígeno para el proceso de cianuración.....	26
1.4.6	Contaminación por cianuro.....	26
1.5	LIXIVIACIÓN CON TIOUREA.....	27
1.5.1	Tiourea.....	27
1.5.2	Parámetros de control.....	28
1.5.3	pH.....	28
1.5.4	Potencial redox.....	28
1.5.5	CONCENTRACIÓN DE TIOUREA.....	29
1.5.6	CONCENTRACIÓN DE AGENTE OXIDANTE.....	30
1.6	ANÁLISIS DE MINERAL.....	30
1.6.1	Análisis por espectrofotometría.....	30
2	METODOLOGÍA.....	31
2.1	LOCALIZACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.....	31
2.2	COMPAÑÍA MINERA FRANROMEC.....	31
2.2.1	Datos generales.....	31
2.3	UNIVERSO DE TRABAJO.....	33
2.4	VARIABLES.....	33

2.4.1	VARIABLE INDEPENDIENTE.....	33
2.4.2	VARIABLE DEPENDIENTE.....	33
2.5	HIPÓTESIS.....	34
2.6	TIPO DE INVESTIGACIÓN.	34
2.7	CARACTERIZACIÓN DE LOS MINERALES.	34
2.8	ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO.....	34
2.9	DETERMINACIÓN DE ORO Y PLATA.....	35
2.10	ANÁLISIS DE PRE TRATAMIENTO CON HIPOCLORITO DE CALCIO....	35
2.11	DISEÑO EXPERIMENTAL PARA OBTENCIÓN DE PARÁMETROS CINÉTICOS.....	35
2.11.1	Lixiviación con cianuro.	36
2.11.2	Prueba de cianuración por agitación.....	36
2.11.3	Efecto de la velocidad de agitación para partículas de diámetro fijo.	37
2.11.4	Efecto de la concentración de NaCN en la cinética de lixiviación para partículas de diámetro fijo.....	38
2.11.5	Lixiviación con tiourea.	40
2.11.6	Prueba de agitación.....	40
2.11.7	Efecto de la velocidad de agitación para partículas de diámetro fijo.	41
2.11.8	Efecto de la concentración de tiourea en la cinética de lixiviación para partículas de diámetro fijo.....	43
2.12	MODELOS CINÉTICOS PARA LA DETERMINACIÓN DE LA ETAPA CONTROLANTE EN EL PROCESO DE LIXIVIACIÓN DE MINERAL AURÍFERO CON CIANURO Y TIOUREA.....	44
2.13	ANÁLISIS DE LA MUESTRA.....	45
2.14	MATERIALES A UTILIZAR.....	45
3	RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....	47
3.1	CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL CONCENTRADO POR FLOTACIÓN.....	47
3.1.1	Análisis granulométrico.....	47
3.1.2	Análisis de determinación de oro y plata.....	48
3.1.3	Análisis de lixiviación con pre tratamiento y sin pre tratamiento para la recuperación de oro.	49

3.2	ANÁLISIS DE LIXIVIACIÓN CON CIANURO POR AGITACIÓN.....	50
3.2.1	Prueba de lixiviación con cianuro para análisis de recuperación de oro y plata.	50
3.2.2	Determinación de la etapa controlante en el proceso de lixiviación con cianuro.....	59
3.3	ANÁLISIS DE LIXIVIACIÓN CON TIOUREA POR AGITACIÓN.	62
3.3.1	Prueba de lixiviación con tiourea para análisis de recuperación de oro y plata.	62
3.3.2	Determinación de la etapa controlante en el proceso de lixiviación con tiourea.....	64
3.4	Comparación de la lixiviación con cianuro y tiourea.....	67
4	CONCLUSIONES.....	69
5	RECOMENDACIONES	70
6	BIBLIOGRAFÍA	72

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Representación de la partícula – reactivo, cuando la difusión a través de la película líquida es la resistencia controlante.....	8
Figura 2, Representación de una partícula de reactivo en la que la etapa de difusión a través de la ceniza es la etapa controlante.	10
Figura 3.Representación de una partícula reactivo cuando la reacción química es la etapa controlante.	13
Figura 4. Celda de flotación turbulenta	23
Figura 5. Diagrama E - pH del sistema tiourea – H ₂ O – Au a 25 °C.....	29
Figura 6. Efecto de la [TU] sobre la disolución del oro.	29
Figura 7.Compañía Minera FRANROMEC, Planta de Beneficio de Minerales Auríferos Paz Borja.....	32
Figura 8. Ubicación geográfica de la Compañía Minera FRANROMEC, Planta de Beneficio de Minerales Auríferos Paz Borja.	33

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Extracción de Au en diferentes velocidades de agitación.....	38
Tabla 2. Extracción de Au a diferentes concentraciones de Cianuro.	39
Tabla 3. Extracción de Au a diferentes velocidades de agitación.	42
Tabla 4. Extracción de Au en función de diferentes concentraciones de TU.....	43
Tabla 5. Análisis granulométrico del mineral concentrado.	47
Tabla 6. Composición mineralógica de oro y plata de mineral concentrado.....	48
Tabla 7. Determinación de recuperación de Au en análisis de pre tratamiento.....	49
Tabla 8. Extracción de Au a diferentes concentraciones de cianuro y a 420 rpm.	51
Tabla 9. Extracción de Au a diferentes concentraciones de cianuro y a 490 rpm.	53
Tabla 10. Extracción de Au a diferentes concentraciones de cianuro y a 560 rpm.	55
Tabla 11. Extracción de Au a diferentes concentraciones de cianuro y a 700 rpm.	57
Tabla 12. Conversión de oro en el proceso de lixiviación con cianuro.	59
Tabla 13. Extracción de Au a diferentes concentraciones de Tiourea.	62
Tabla 14. Conversión de oro en el proceso de lixiviación con Tiourea.....	64
Tabla 15. Determinación de lixiviación de oro con cianuro y tiourea.....	67

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 1. Granulometría del concentrado de flotación.	48
Gráfico 2. Cinética de lixiviación de Au con y sin pre tratamiento.....	50
Gráfico 3. Extracción de Au a 420 rpm con diferentes concentraciones de cianuro.	51
Gráfico 4. Concentración de oro y plata en ppm a 420 rpm.	52
Gráfico 5. Extracción de Au a 490 rpm con diferentes concentraciones de cianuro.	53
Gráfico 6. Concentración de oro y plata en ppm a 490 rpm.	54
Gráfico 7. Extracción de Au a 560 rpm con diferentes concentraciones de cianuro.	55
Gráfico 8. Concentración de oro y plata en ppm a 560 rpm.	56
Gráfico 9. Extracción de Au a 700 rpm con diferentes concentraciones de cianuro.	57
Gráfico 10. Concentración de oro y plata en ppm a 700 rpm.	58
Gráfico 11. Difusión externa como etapa controlante en proceso de cianuración.	60
Gráfico 12. Difusión a través de la capa de cenizas como etapa controlante en proceso de cianuración.	60
Gráfico 13. Reacción química como etapa controlante en proceso de cianuración.	61
Gráfico 14. Difusión externa para partículas esféricas de tamaño decreciente en proceso de cianuración.	61
Gráfico 15. Extracción de Au en ppm en función de TU.	63
Gráfico 16. Difusión externa como etapa controlante en lixiviación con Tiourea.	65
Gráfico 17. Difusión a través de la capa de cenizas como etapa controlante en lixiviación con tiourea.....	65
Gráfico 18. Reacción química como etapa controlante en proceso de lixiviación con tiourea.	66
Gráfico 19. Difusión externa para partículas esféricas de tamaño decreciente en lixiviación con tiourea.....	66
Gráfico 20. Cinética de lixiviación de Au en ppm con cianuro y tiourea.....	68

INTRODUCCIÓN

Los procesos de recuperación del oro son comúnmente empleando la técnica de lixiviación con cianuro ya que el cianuro ofrece altos valores de recuperación de oro y bajo costo operacional., En efecto, la gran mayoría de proyectos de extracción de oro utilizan compuestos de cianuro de sodio en reacciones de aglomeración de oro fino y muy fino (microscópico). Este compuesto permite, en la mayoría de casos, obtener un proceso más eficiente y tiene la gran ventaja de no ser bioacumulable y es degradable de forma natural o artificial. Sin embargo, en los últimos años el uso de del cianuro, ha sido restringido por su carácter toxico y su comercialización ha venido ser regularizada y controlada para su compra y venta en el uso minero en el Ecuador. Por la razón anteriormente nombrada, se ha investigado la alternativa de lixiviación de oro con tiourea, ya que la lixiviación de metales preciosos como el oro y la plata con tiourea en medio ácidos, representan una alternativa menos toxica y más selectiva en la recuperación de oro a diferencia de los procesos tradicionales de lixiviación.

Debido al elevado costo operacional en comparación con el cianuro la tiourea no es económicamente atractiva si no se reutilizan los reactivos empleados en el proceso de disolución del oro. Por tal motivo el proceso de lixiviación con cianuro y tiourea se requiere un conocimiento de la cinética de extracción bajo diferentes condiciones tales como niveles de concentración (cianuro y tiourea), velocidad de agitación y la concentración del agente oxidante en el proceso de lixiviación con tiourea.

Teniendo en cuenta lo anterior, se plantea como alcance de esta investigación determinar si es viable es uso de tiourea, como reemplazo de cianuro, en los procesos hidrometalúrgicos de lixiviación de oro.

PROBLEMÁTICA.

En la actualidad las plantas de procesamiento de oro utilizan entre sus técnicas la lixiviación mediante cianuración. Sin embargo, en los últimos años el uso del cianuro, ha sido restringido, por su carácter tóxico que lo hace nocivo para el ser humano y el medio ambiente. (Carrillo, Delgado, & Córdoba, 2013)

Si bien es cierto el método de extracción de oro más importante y empleado en la actualidad es la cianuración, no siempre es posible aplicarlo exitosamente en forma directa si no se tiene en cuenta las características del mineral o concentrado.

El problema de la cianuración de minerales sulfurados es que estos o los subproductos de su descomposición pueden reaccionar con el cianuro causando un excesivo consumo del citado reactivo o puede reaccionar con el oxígeno de la solución de cianuro y desde luego reducir la velocidad de disolución del oro. Finalmente, la utilización desmedida de cianuro en las plantas de beneficio trae asociado el problema medioambiental de soluciones cargadas de este reactivo y problemáticas económicas en los costos operativos, ya que el exceso de cianuro no asegura mayor producción de oro.

JUSTIFICACIÓN

Este trabajo tiene como finalidad investigar la lixiviación de minerales concentrados por flotación con cianuro y tiourea, para proponer una alternativa en el proceso de lixiviación con el fin de evitar uso de cianuro de sodio en los procesos mineros debido por su carácter toxico y nocivo para el ser humano. Éste, es un estudio que no sólo beneficiará a la Empresa Minera “FRANROMEC”, por la posibilidad de mejorar sus procesos de recuperación de oro y plata y disminuir la contaminación causada por el empleo de cianuro, sino también a la comunidad y país en general ya que podrá continuar con su actividad laboral sin producir contaminación posible al medio ambiente.

OBJETIVO.

OBJETIVO GENERAL.

Desarrollar un estudio físico – químico comparativo de lixiviación con cianuro y tiourea en concentrados de oro, procedente de la planta de beneficio “FRANROMECA” del cantón Camilo Ponce Enríquez, provincia del Azuay.

OBJETIVOS ESPECÍFICOS.

- Realizar los análisis mineralógicos y granulométricos.
- Determinar los parámetros operativos de lixiviación con cianuro y con tiourea.
- Determinar la cinética de disolución de (Au y Ag) y su etapa controlante en el proceso de lixiviación con cianuro y tiourea.
- Comparar el rendimiento de oro durante el proceso de lixiviación con cianuro y tiourea.

1. MARCO REFERENCIAL

1.1 El ORO (Au).

Elemento químico, símbolo Au, número atómico 79 y peso atómico 196.967; es un metal muy denso, blando y de color amarillo intenso. El oro se clasifica como metal pesado y noble; en el comercio es el más común de los metales preciosos, la fuente del símbolo químico, Au, es su nombre en latín aurum (amanecer radiante). Hay sólo un isótopo estable del oro, Cerca de tres cuartas partes de la producción mundial del oro se consume en joyería y sus aplicaciones industriales, especialmente en electrónica, consumen 10-15%. El oro se encuentra distribuido por todo el mundo, pero es muy escaso, de tal suerte que es un elemento raro, el oro metálico o natural, y varios minerales telúricos son las únicas formas de oro presentes en la Tierra. El oro natural existe en las rocas y minerales de otros metales, especialmente en el cuarzo y la pirita, o puede estar disperso en arenas y gravas (oro de aluvión). (LENNTECH, s.f.).

Se los clasificaron los minerales de oro de mayor importancia económica, así:

- **Minerales de oro nativo.** Estos son minerales en los cuales el oro está en su estado elemental (Au) y no está asociado a las partículas de sulfuro u otros minerales. El oro nativo puede estar presente en una veta de origen hidrotermal de carácter ígneo o en un depósito aluvial de carácter sedimentario. Para los depósitos del primer tipo, una vez liberados mediante un proceso de molienda, las partículas del oro, que poseen tamaños relativamente gruesos, puede concentrarse mediante diferentes equipos de separación gravitacional. Y para los depósitos tipo aluvial, formados por procesos naturales de erosión, transporte y sedimentación, el oro ya se encuentra liberado, siendo necesario una secuencia de etapas de concentración. Para ambos concentrados se usa frecuentemente la amalgamación, y su uso se está restringiendo debido principalmente a problemas de tipo ambiental que produce el uso de mercurio. (Tobón Suárez, 2013)
- **Oro asociado con sulfuros.** El oro se encuentra frecuentemente entrelazado o cubierto de pirita o de minerales sulfurosos, y la práctica usual, para extraer el oro de este tipo

de mena refractaria consiste en moler la mena, tanto como sea necesario o tostarla a temperaturas que sobrepasan los 500 °C, con la finalidad de oxidar a los sulfuros. Una cantidad significativa de oro puede estar íntimamente asociada con sulfuros y/o arseniuros, por lo cual recibe el nombre de mineral refractario. En un análisis mineralógico de un concentrado, se observa que los sulfuros se constituyen principalmente por calcopirita (CuFeS_2), pirita (FeS_2), calcosina (Cu_2S) y digenita (Cu_9S_5). Por lo tanto, centramos el interés en el comportamiento de estas especies minerales. (Arias Arce, Coronado Falcón, Puente Santibañez, & ..etc, 2005)

- Oro en otros minerales. Existen otros minerales que también contienen oro como la auroestibina (AuSb_2), oro con cobre porfirítico y como la kostovita (CuAuTe_4). (Tobón Suárez, 2013)

1.1.1 Minería en el Ecuador.

El surgimiento de la pequeña minería tiene lugar a finales de los años 70, a raíz de la quiebra de la Compañía Industrial Minera Asociada –CIMA- (una empresa de capital mixto privado y público) que explotaba oro al sur del Ecuador, en la zona de Portovelo-Zaruma, luego de la salida de la empresa South American Development Company-SADCO- hacia mediados del siglo XX. En los primeros años de los 80 emergen dos nuevos distritos mineros: Nambija en la región amazónica y Ponce Enríquez en los flancos suroccidentales de los Andes. Los dos impulsados tanto por los incrementos de los precios internacionales del oro como por la crisis del agro de la costa ecuatoriana generada por el fenómeno de El Niño. (Sandoval, 2001)

Su organización giró alrededor de cooperativas que agrupaban a sociedades de mineros informales, con escaso trabajo técnico-científico agregado en sus labores de producción.

Sin embargo, el papel de las cooperativas ha sido muy importante en el tránsito hacia la legalización de las concesiones, lo que ha permitido a la pequeña minería un mayor margen de maniobra en sus negociaciones con el Estado y las compañías mineras. En el caso de Ponce Enríquez, a partir de los trabajos de exploración de empresas mineras, desarrollados en los años 70, pequeños mineros fueron descubriendo vetas de oro y abriendo galerías de

dimensiones limitadas que determinaron el surgimiento descontrolado de varios asentamientos mineros que reportaron valores de oro de hasta 150 gramos por tonelada en sectores poco profundos. La formación de cooperativas mineras estuvo acompañada por la incorporación a la actividad minera de pequeños capitales originados en el comercio y la agricultura, y el propio desarrollo de la actividad minera. (Sandoval, 2001)

1.2 MODELOS CINÉTICOS PARA LIXIVIACIÓN DE MINERAL AURIFERO.

La lixiviación es un proceso de disolución de un material sólido en un medio fluido. El material sólido puede ser un mineral que contiene metales de interés comercial que deben ser extraídos de la matriz mineralógica, para luego concentrarlos y convertirlos en materiales con valor agregado. La lixiviación es una reacción heterogénea líquido – sólido en el cual la velocidad de reacción debe ser tratada, desarrollada e investigada a través de modelos de comportamiento cinético para sólidos en contacto con fluidos para una condición no catalizada.

Existe una gran variedad de modelos cinéticos para estos casos, sin embargo, los que mejor representan de manera sencilla esta situación son dos:

1.2.1 Modelo de núcleo sin reaccionar para partículas de tamaño constante.

Este modelo fue primeramente desarrollado por Yagi y Kunii (1955), considerando que durante la reacción se presentan sucesivamente las cinco etapas siguientes: (Levenspiel, Ingeniería De Las Reacciones Químicas, 2005)

Etapa 1. Difusión externa del reactivo L hasta la superficie del sólido a través de la película Líquida que le rodea.

Etapa 2. Penetración y difusión interna de L, a través de la capa de ceniza hasta la superficie del núcleo que no ha reaccionado o superficie de reacción.

Etapa 3. Reacción del reactivo L con el sólido en la superficie de reacción.

Etapa 4. Difusión interna de los productos formados a través de la capa de cenizas hacia la superficie exterior del sólido.

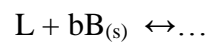
Etapa 5. Difusión externa de los productos de reacción a través de la capa líquida hacia el seno del fluido. (Levenspiel, Ingeniería De Las Reacciones Químicas, 2005)

Es frecuente que no se presente alguna de estas etapas; por ejemplo, si no se forman productos o si la reacción es irreversible, las etapas 4 y 5 no contribuyen directamente a la resistencia a la reacción. Por otra parte, las resistencias de las distintas etapas suelen ser muy diferentes; en tales casos se ha de tener en cuenta que la etapa que presente mayor resistencia constituye la etapa controlante de la velocidad. A continuación, se presentan las posibles resistencias a la cinética de la reacción: (Conesa Ferrer, 2010)

1.2.2 La difusión externa como etapa controlante.

Cuando la etapa controlante es la resistencia de la difusión externa (equivalente a la de una película gaseosa), el perfil de concentración del reactivo L en fase gaseosa será el representado en la Fig. 1. Se observa aquí que no existe reactivo en la superficie; por lo tanto, el potencial de concentración $C_L - C_{L_s}$ es constante durante el transcurso de la reacción. Como es conveniente deducir las ecuaciones cinéticas basándose en la superficie disponible, se efectuarán los cálculos con referencia a la superficie exterior constante de la partícula, S_{ext} . (Levenspiel, Ingeniería De Las Reacciones Químicas, 2004)

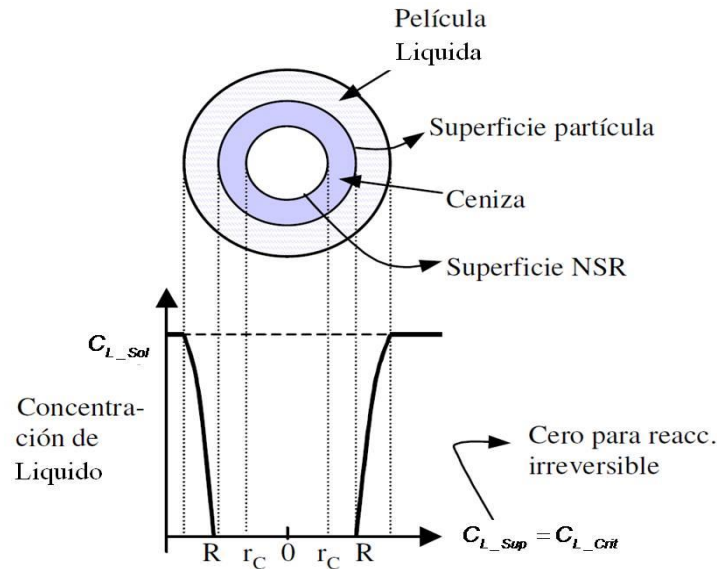
Por otra parte, la reacción de lixiviación vendrá dada por:



Y la velocidad de consumo de L (lixiviante) vendrá dado por:

$$-r_L = k_p \cdot (C_{L_sol} - C_{L_sup}) = k_p \cdot C_{L_sol} \quad (mol/s \cdot m^2) \quad Ec. 1$$

Figura 1. Representación de la partícula – reactivo, cuando la difusión a través de la película líquida es la resistencia controlante.



Fuente: (Conesa Ferrer, 2010)

Donde k_p , C_L y C_{L_s} es el coeficiente de transferencia de masa en la película fluida, la concentración del reactivo L en el seno de la solución y concentración de L en la superficie del núcleo sin reaccionar, respectivamente.

Para la variación de moles de L, se puede escribir

$$-r_L \frac{dN_L/dt}{S_{ex}} \tag{Ec. 2}$$

Donde N_L representa los moles de L. Por tanto:

$$-\frac{dN_L}{dt} = k_p \cdot C_L \cdot S_{ex} = k_p \cdot C_L \cdot 4\pi R^2 \tag{Ec. 3}$$

Si se designa por ρ_B a la densidad molar de B en el sólido y por V el volumen de una partícula, la cantidad de B presente en una partícula es:

$$N_B = \rho_B \cdot V = \left(\frac{\text{kmoles de B}}{\text{m}^3 \text{ solido}} \right) \cdot (\text{m}^3 \text{ solido}) \tag{Ec. 4}$$

La relación entre los moles de L y de B es:

$$dN_B = b \cdot dN_L = \rho_B \cdot dV = \rho_B \cdot d\left(\frac{4}{3}\pi \cdot r_c^3\right) = \rho_B \cdot 4\pi \cdot r_c^2 \cdot dr_c \quad \text{Ec. 5}$$

Utilizando (Ec. 5) y (Ec. 3) es fácil llegar a una expresión entre el tiempo y el radio del núcleo sin reaccionar, es decir:

$$-\frac{\rho_B}{R^2} \cdot \int_R^{r_c} r_c^2 dr_c = b \cdot k_p \cdot C_L \cdot \int_0^t dt$$

O

$$t = \frac{\rho_B \cdot R}{3b \cdot k_p \cdot C_L} \cdot \left[1 - \left(\frac{r_c}{R}\right)^3\right]$$

Designando por t al tiempo necesario para la reacción completa de una partícula y haciendo $r_c = 0$ en la ecuación anterior, resulta:

$$\tau = \frac{\rho_B \cdot R}{3b \cdot k_p \cdot C_L} \quad \text{Ec. 6}$$

El radio del núcleo sin reaccionar en función del tiempo fraccional, referido a la conversión completa, se calcula combinando las Ec.5 y 6, o sea:

$$\frac{t}{\tau} = 1 - \left(\frac{r_c}{R}\right)^3 \quad \text{Ec. 7}$$

Que también puede escribirse en función de la conversión fraccional del sólido, recordando que:

$$X_B = \frac{N_B^0 - N_B}{N_B^0} = \frac{\rho_B \cdot \frac{4}{3} \cdot \pi \cdot R^3 - \rho_B \cdot \frac{4}{3} \cdot \pi \cdot r_c^3}{\rho_B \cdot \frac{4}{3} \cdot \pi \cdot R^3} = 1 - \left(\frac{r_c}{R}\right)^3 \quad \text{Ec. 8}$$

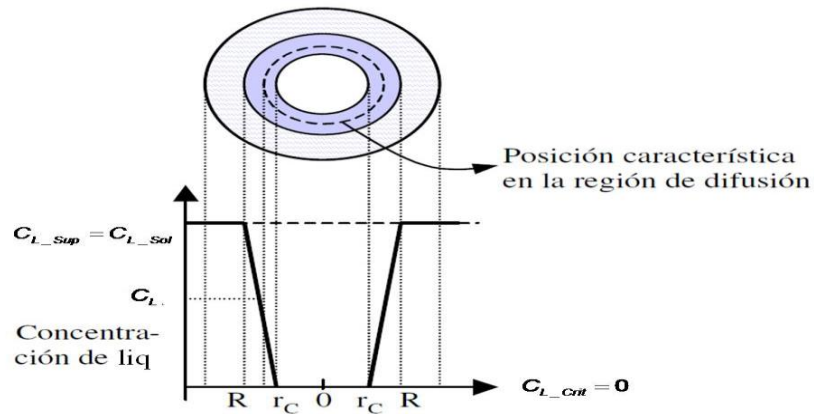
Por tanto:

$$\frac{t}{\tau} = 1 - \left(\frac{r_c}{R}\right)^3 = X_B \quad \text{Ec. 9}$$

1.2.3 La difusión a través de la capa de cenizas como etapa controlante

La Fig. 2 representa el caso en que la difusión a través de la ceniza controla la velocidad de reacción. Para deducir una expresión entre el tiempo y el radio, hay que llevar a cabo un análisis en dos etapas: primero se considera una partícula que ha reaccionado parcialmente, escribiendo las relaciones de flujo para este caso, y en segundo lugar aplicar este tipo de relación a todos los valores de r_c comprendidos entre R y 0 . (Levenspiel, Ingeniería De Las Reacciones Químicas, 2005)

Figura 2, Representación de una partícula de reactivo en la que la etapa de difusión a través de la ceniza es la etapa controlante.



Fuente: (Conesa Ferrer, 2010)

Se considerará una partícula que ha reaccionado parcialmente, como se representa en la Figura 2. Tanto el reactante L como la superficie límite del núcleo que no ha reaccionado, se desplazarán hacia el centro de la partícula, pero la disminución del núcleo que no ha reaccionado es unas 1000 veces menor que la velocidad de desplazamiento de L hacia la zona sin reaccionar; la relación entre estas velocidades es aproximadamente igual a la relación entre las densidades del sólido y del líquido. Por consiguiente, en todo momento puede suponerse que el núcleo sin reaccionar permanece estacionario por lo que respecta al gradiente de concentración de L en la ceniza. Esta hipótesis de condiciones estacionarias para la difusión de L en cualquier instante y para cualquier radio del núcleo sin reaccionar, permite

una gran simplificación en el planteamiento matemático indicado a continuación. (Levenspiel, Ingeniería De Las Reacciones Químicas, 2004)

De acuerdo con esta hipótesis, la velocidad de reacción de L, en cualquier instante, viene dada por su velocidad de difusión hacia la superficie de reacción, es decir:

$$-\frac{dN_L}{dt} = 4\pi \cdot r^2 \cdot Q_L = 4\pi \cdot R^2 \cdot Q_{L_Sol} = 4\pi \cdot r_C^2 \cdot Q_{L_Sup} = cte \quad \text{Ec. 10}$$

Por conveniencia, admitimos que el flujo de L a través de la capa de cenizas se expresa por la ley de interdifusión equimolecular de Fick. Aunque conducirían al mismo resultado otras expresiones de la difusión. Por consiguiente, recordando que tanto Q_L como dC_L/dr son positivo, se tiene:

$$Q_L = D_e \frac{dC_L}{dr} \quad \text{Ec. 11}$$

Donde D_e es el coeficiente de difusión efectiva del reactante L en la capa de cenizas. Frecuentemente resulta difícil asignar previamente un valor a esta magnitud, debido a que las propiedades de las cenizas (por ejemplo, sus características de sinterización) pueden variar sensiblemente a causa de pequeñas cantidades de impurezas en el sólido, y debido también a las variaciones en el entorno de las partículas. (Conesa Ferrer, 2010)

Combinando las Ec.10 y 11, obtenemos para cualquier radio r:

$$-\frac{dN_L}{dt} = 4\pi \cdot r^2 \cdot D_e \frac{dC_L}{dr} \quad \text{Ec. 12}$$

Integrando a lo largo de la capa de ceniza desde R hasta r_c , resulta:

$$-\frac{dN_L}{dt} \cdot \int_R^r \frac{dr}{r^2} = 4\pi \cdot D_e \int_{C_{L_Sol}=C_{L_Sup}}^{C_{L_Cri}=0} dC_L$$

O

$$-\frac{dN_L}{dt} \cdot \left(\frac{1}{r_C} - \frac{1}{R} \right) = 4\pi \cdot D_e \cdot C_{L_Sol} \quad \text{Ec. 13}$$

Esta expresión representa las condiciones de una partícula reactante en cualquier momento. En la segunda parte del análisis, se considerará la variación del tamaño del núcleo sin reaccionar con el tiempo. Para un determinado tamaño del núcleo sin reaccionar, dN_L/dt , es constante; sin embargo, a medida que el núcleo disminuye la capa de ceniza será mayor originando una disminución de la velocidad de difusión de L. En consecuencia, la integración de la Ec.13 con respecto al tiempo y a otras variables, conducirá a las relaciones buscadas. Como esta ecuación cinética contiene tres variables: t, N_L , y r_c , ha de eliminarse una de ellas o ponerse en función de las otras dos antes de efectuar la integración. (Levenspiel, Ingeniería De Las Reacciones Químicas, 2005)

Del mismo modo que para la difusión en película, expresamos N_L en función de r_c ; esta relación viene dada por la Ec.5, que sustituida en la Ec.13, separando variables e integrando conduce a:

$$-\rho_B \int_{r_c=R}^{r_c} \left(\frac{1}{r_C} - \frac{1}{R} \right) \cdot r_C^2 dr_C = 4\pi \cdot D_e \cdot C_{L_Sol} \cdot \int_0^t dt$$

O

$$t = \frac{\rho_B R^2}{6bD_e C_{L_Sol}} \left[1 - 3 \left(\frac{r_C}{R} \right)^2 + 2 \left(\frac{r_C}{R} \right)^3 \right] \quad \text{Ec. 14}$$

El tiempo necesario para la conversión completa de una partícula se obtiene cuando $r_c = 0$, o sea:

$$\tau = \frac{\rho_B R^2}{6bD_e C_{L_Sol}} \quad \text{Ec. 15}$$

El transcurso de la reacción, en función del tiempo necesario para la conversión completa, se calcula dividiendo la Ec.14 por la Ec.15 o sea:

$$\frac{t}{\tau} = 1 - 3 \left(\frac{r_C}{R} \right)^2 + 2 \left(\frac{r_C}{R} \right)^3 \quad \text{Ec. 16}$$

O

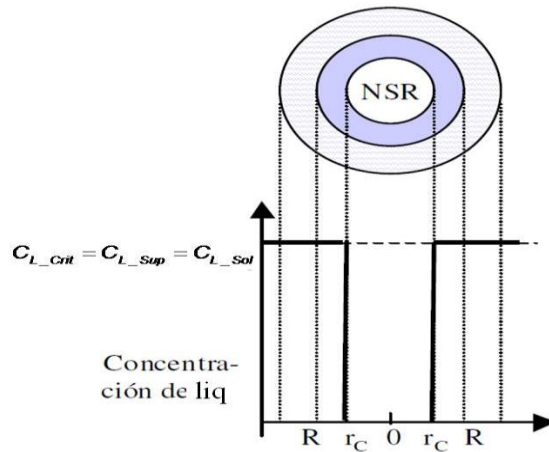
$$\frac{t}{\tau} = 1 - 3(1 - X_B)^{2/3} + 2(1 - X_B) \quad \text{Ec. 17}$$

1.2.4 La reacción química como etapa controlante

En la Fig. 3 se representan los gradientes de concentración dentro de una partícula cuando la etapa controlante es la reacción química.

Ello indica que la difusión externa y la interna a través de la capa de cenizas formada es muy rápida, pero también implica que no existe difusión interna a través del núcleo sin reaccionar. (Conesa Ferrer, 2010)

Figura 3. Representación de una partícula reactivo cuando la reacción química es la etapa controlante.



Fuente. (Conesa Ferrer, 2010)

Como el transcurso de la reacción es independiente de la presencia de cualquier capa de ceniza, la cantidad de sustancia reactiva es proporcional a la superficie disponible del núcleo sin reaccionar. Las reacciones de este tipo suelen ser de orden cero respecto al reactivo sólido y de primer orden respecto al fluido. (Levenspiel, Ingeniería De Las Reacciones Químicas, 2005)

Por consiguiente, la velocidad de reacción, basada en la unidad de superficie del núcleo sin reaccionar resulta:

$$(-r_A) = -\frac{dN_L}{dt} \cdot \frac{1}{S_{ext}} = k \cdot C_{L_Sol}^n \quad \text{Ec. 18}$$

Donde k es el coeficiente cinético y “n” es el orden de reacción para la transformación química en la superficie. Escribiendo NL en función de la disminución del radio, se obtiene:

$$-\frac{1}{4\pi \cdot r_C^2} \rho_B 4\pi \cdot r_C^2 \frac{dr_C}{dt} = -\rho_B \frac{dr_C}{dt} = b \cdot k \cdot C_{L_Sol}^n \quad \text{Ec. 19}$$

Que por integración se obtiene:

$$-\rho_B \int_R^{r_C} dr_C = b \cdot k \cdot C_{L_Sol}^n \int_0^t dt \quad \text{Ec. 20}$$

O

$$t = \frac{\rho_B}{b \cdot k \cdot C_{L_Sol}^n} (R - r_C) \quad \text{Ec. 21}$$

El tiempo necesario para la reacción completa se obtiene cuando $r_c = 0$, es decir:

$$\tau = \frac{\rho_B}{b \cdot k \cdot C_{L_Sol}^n} \quad \text{Ec. 22}$$

La disminución del radio o el aumento de la conversión fraccional de la partícula en función de τ se calcula mediante la Ec.8:

$$\frac{t}{\tau} = 1 - \frac{r_C}{R} = 1 - (1 - X_B)^{1/3} \quad \text{Ec. 23}$$

1.2.5 Velocidad de reacción para partículas esféricas de tamaño decreciente.

Cuando no hay formación de ceniza, como en la combustión del carbono puro en el aire, la partícula reaccionante disminuye de tamaño durante la reacción hasta su desaparición total. El proceso de modificación del radio de las partículas viene representada por la ecuación:

$$f(R) = \frac{dR}{dt} \quad \text{Ec. 24}$$

Siendo el modelo lineal el más sencillo de todos, en el que $f(R)=\text{constante}$. El caso de decrecimiento lineal es típico en procesos de disolución, sublimación o reacción Gas-Sólido. (Levenspiel, Ingeniería De Las Reacciones Químicas, 2004)

Por ejemplo, para las reacciones:



Cuya ecuación de la velocidad de la reacción, con la reacción química como etapa controlante, es:

$$-\frac{1}{S_{ext}} \cdot \frac{dN_L}{dt} = k \cdot C_L^n \quad \text{Ec. 26}$$

Se puede obtener la relación entre la constante de decrecimiento ($f(R)=q$) y la constante cinética:

$$q = \frac{b \cdot k \cdot C_L^n}{\rho_B} \quad \text{Ec. 27}$$

Dada la simplicidad del modelo, es uno de los más usados.

Para una reacción de este tipo se consideran las tres etapas siguientes, que transcurren sucesivamente:

Etapas 1: Difusión externa del reactivo L desde el seno de la masa líquida hasta la superficie del sólido.

Etapas 2: Reacción en la superficie entre el reactivo L y el sólido.

Etapas 3: Difusión externa de los productos de reacción desde la superficie del sólido hasta el seno del líquido. Téngase en cuenta que al no haber ceniza, ésta no puede ofrecer resistencia alguna.

Como en el caso de las partículas de tamaño constante, se va a analizar qué expresiones cinéticas se obtienen según la resistencia controlante. (Conesa Ferrer, 2010)

1.2.6 La difusión externa del reactivo A como etapa controlante

La resistencia externa en la superficie de una partícula depende de numerosos factores, tales como la velocidad relativa entre la partícula y el fluido, el tamaño de la partícula, y las propiedades del fluido. Estos factores han sido correlacionados para varios métodos de contacto sólido-fluido, tales como lechos de relleno, lechos fluidizados, y sólidos en caída libre. Por ejemplo, para sólidos en caída libre (reactor de flujo pistón vertical), Ranz y Marshall (1952) encontraron que: (Levenspiel, Ingeniería De Las Reacciones Químicas, 2004)

$$\frac{k_C d_P y_{fA}}{D_e} = 2 + 0.6(\text{Sc})^{1/3}(\text{Re})^{1/2} = 2 + 0.6 \left(\frac{\mu}{\rho \cdot D_e} \right)^{1/3} \left(\frac{u \cdot d_P \cdot \rho}{\mu} \right)^{1/2} \quad \text{Ec. 28}$$

K_c coeficiente de transporte de materia (m/s)

y_{fA} igual a 1 para difusión a través de un inerte

Durante la reacción las partículas disminuyen de tamaño, por consiguiente k_c también variará. En general k_c aumenta al aumentar la velocidad del líquido y al disminuir el tamaño de las partículas. La Ec.28 muestra que:

k_c es proporcional a $(1/d_p)$ para d_p y u pequeños. Ec. 29

k_c es proporcional a $(u/d_p)^{1/2}$ para d_p y u grandes. Ec. 30

La ecuación 29 corresponde a partículas en régimen de la ley de Stokes (partículas pequeñas) y se obtiene a partir de la Ec. 28, puesto que en este caso el segundo caso es mucho mayor que el otro término en esta ecuación. (Levenspiel, Ingeniería De Las Reacciones Químicas, 2005)

Como en el régimen de Stokes la Ec.28 se reduce a:

$$k_C = \frac{2D_e}{d_P \cdot y_{fA}} = \frac{D_e}{R \cdot y_{fA}} \quad \text{Ec. 31}$$

La ecuación de diseño en este caso se obtiene sustituyendo el valor de k_c en la Ec.4. En el caso de partículas de tamaño decreciente, la superficie a la que se refiere la velocidad de reacción va variando; cuando una partícula de tamaño inicial R_0 se reduce con el tiempo hasta un tamaño R , la superficie exterior viene dada en cada momento por $S_{\text{ext}}=4\pi R^2$. (Conesa Ferrer, 2010)

Introduciéndolo en la Ec.4 se obtiene:

$$- \int_{R_0}^R R \cdot dR = \frac{b \cdot C_{L_Sol} \cdot D_e}{\rho_B \cdot y_{fA}} \int_0^t dt \quad \text{Ec. 32}$$

$$t = \frac{\rho_B \cdot y_{fA} \cdot R_0^2}{2 \cdot b \cdot C_{L_Sol} \cdot D_e} \left[1 - \left(\frac{R}{R_0} \right)^2 \right] \quad \text{Ec. 33}$$

El tiempo necesario para la desaparición completa de la partícula será:

$$\tau = \frac{\rho_B \cdot y_{fA} \cdot R_0^2}{2 \cdot b \cdot C_{L_Sol} \cdot D_e} \quad \text{Ec. 34}$$

y combinando estas expresiones resulta:

$$\frac{t}{\tau} = 1 - \left(\frac{R}{R_0} \right)^2 = 1 - (1 - X_B)^{2/3} \quad \text{Ec. 35}$$

Esta relación entre el tamaño y el tiempo para partículas de tamaño decreciente en régimen de Stokes representan adecuadamente la combustión de pequeñas partículas de sólidos o de pequeñas gotas de líquidos. Para partículas de forma diferente, se pueden llevar a cabo estos razonamientos de forma análoga.

Puede observarse que la forma de la Ec. 33 va a depender de la ecuación que relacione el coeficiente individual k_c con el tamaño de la partícula. Para sistemas líquidos las ecuaciones podrían ser también válidas. (Levenspiel, Ingeniería De Las Reacciones Químicas, 2004)

1.3 FLOTACION.

Los procesos de flotación son usados para separar o concentrar minerales y otras especies químicas. La separación por flotación es el resultado de muchos procesos fisicoquímicos complejos que ocurren en las interfaces sólido/líquido, líquido/gas y sólido/gas. La flotación depende de la probabilidad de unión de la partícula a la burbuja en la celda de flotación, la cual es determinada por la hidrofobicidad de la superficie de la partícula. En la mayoría de los sistemas de flotación, la superficie de la partícula se torna hidrofóbica por la adsorción selectiva de los surfactantes llamados colectores. (Pavez, 2009)

El proceso de flotación espumante ha sido ampliamente usado por más de un siglo como un método rápido y eficiente para separar el mineral de interés a partir de gangas, basado en la

diferencia de su hidrofobicidad natural ó inducida. Este proceso se usa diferentes reactivos, tales como colectores y depresantes, los cuales modifican las propiedades superficiales del mineral. El proceso de flotación espumante es relativamente complejo dado que involucra aspectos tanto físicos, como químicos en la interface mineral solución y hasta factores mecánicos en la celda de flotación. (Bustamante Rúa, Naranjo Gomes, & Tobón Suárez, 2012)

Las burbujas de aire transportan los sólidos a la superficie donde son recolectados y recuperados como concentrado. La fracción que no se adhiere a las burbujas permanece en pulpa y constituye la cola o relave. De este modo, la condición de flotabilidad es una fuerte adhesión entre las partículas útiles y las burbujas, las cuales deben ser capaces de soportar la agitación y turbulencia en la celda. Estas partículas se dicen hidrofóbicas, o repelentes al agua, al contrario de las partículas que constituyen el relave o cola, que son hidrofílicas. La liberación de las partículas se consigue con etapas de molienda o remolienda. Para la mayoría de los minerales se alcanza un adecuado grado de liberación moliendo la mena a tamaños del orden de $-100\mu\text{m}$ o $-74\mu\text{m}$. (Pavez, 2009)

Después de moler el mineral se tiene un polvo que contiene partículas de galena y partículas de ganga; se desea separarlas mediante un proceso físico, ya que un ataque químico resultaría muy costoso. Para eso se usa el hecho de que la superficie de las partículas de galena, es diferente de aquella de las partículas de ganga. Se mezcla por lo tanto el polvo mineral con agua que contiene las sustancias hidrofóbicas de la galena, llamadas colectores y se mantiene agitada las partículas hidrofóbicas de galena se "pegan" a las burbujas de aire, las cuales las arrastran en su movimiento ascendente, mientras que las partículas de ganga permanecen en la dispersión sólido-líquido. Las burbujas cargadas de partículas de galena terminan por formar una espuma que se recoge por un vertedero. (Salager & Forgiarini de Guedez, FUNDAMENTOS DE LA FLOTACION, 2008)

1.3.1 Variables del proceso de flotación.

Algunas de las variables de mayor importancia para el proceso de flotación son:

- **Granulometría:** Adquiere gran importancia dado que la flotación requiere que las especies minerales útiles tengan un grado de liberación adecuado para su concentración.
- **Tipo de Reactivos:** Los reactivos pueden clasificarse en colectores, espumantes y modificadores. La eficiencia del proceso dependerá de la selección de la mejor fórmula de reactivos.
- **Dosis de Reactivo:** La cantidad de reactivos requerida en el proceso dependerá de las pruebas metalúrgicas preliminares y del balance económico desprendido de la evaluación de los consumos.
- **Densidad de Pulpa:** Existe un porcentaje de sólidos óptimo para el proceso que tiene influencia en el tiempo de residencia del mineral en los circuitos.
- **Aireación:** La aireación permitirá aumentar o retardar la flotación en beneficio de la recuperación o de la ley, respectivamente. El aire es uno de los tres elementos imprescindibles en el proceso de flotación, junto con el mineral y el agua.
- **Regulación del pH:** La flotación es sumamente sensible al pH, especialmente cuando se trata de flotación selectiva. Cada fórmula de reactivos tiene un pH óptimo ambiente en el cual se obtendría el mejor resultado operacional.
- **Tiempo de Residencia:** El tiempo de residencia dependerá de la cinética de flotación de los minerales de la cinética de acción de reactivos, del volumen de las celdas, del porcentaje de sólidos de las pulpas en las celdas y de las cargas circulantes.
- **Calidad del Agua:** En las Plantas la disponibilidad de agua es un problema. Normalmente se utiliza el agua de recirculación de espesadores que contiene cantidades residuales de reactivos y sólidos en suspensión, con las consecuencias respectivas derivadas por este flujo de recirculación. (SantanaC. , Torres T., & ...etc, 2002)

1.3.2 Hidrofobicidad.

Las partículas pueden alcanzar la hidrofobicidad alterando apropiadamente las tensiones interfaciales a través de la adsorción de especies surfactantes, productos químicos conocidos como colectores. La función predominante de los colectores es inducir la hidrofobicidad en el mineral deseado, mediante un proceso de adsorción en la cual el grupo polar interactúa con la superficie del mineral de manera física (fisisorción) con la posibilidad de multicapas adsorbidas y con baja energía de activación, o mediante enlaces químicos convencionales (quimisorción), con adsorción en monocapa y alta energía de activación. (Bustamante Rúa, Naranjo Gomes, & Tobón Suárez, 2012)

Para superficies planas y sólidas, la técnica más utilizada para la medición del ángulo de contacto es una medida directa del ángulo, viendo el perfil de la gota. Un telescopio goniómetro se puede utilizar para ver la gota puesta en superficie plana y medir el perfil del contacto. Una imagen de la gota en reposo ó de la adhesión de la burbuja se puede proyectar en una pantalla y trazar los contornos, midiéndose el ángulo con un transportador, esto se debe ir registrando permanentemente. La precisión se refuerza por el uso de aumentos relativamente altos (hasta 50 veces) que permiten el examen detallado de la intersección del perfil de caída y la superficie sólida. (Tobón Suárez, 2013)

1.3.3 Potencial de Electrodo.

En la flotación de minerales sulfurados dos de los factores más importantes a medir y controlar son el pH y el potencial electroquímico (Eh). Esto porque cada mineral tiene condiciones específicas de pH y Eh en las que flota óptimamente. A pesar de la gran importancia y utilidad del potencial electroquímico en los procesos de flotación, es una herramienta poco aprovechada aun. Tal como se mencionó anteriormente, una de las razones puede ser la dificultad para realizar lecturas de potencial electroquímico válidas para fines de control y optimización. Esto debido que los electrodos de metal noble no son los más apropiados para realizar mediciones en sistema de pulpa de flotación, por otro lado los electrodos de mineral están sujetos a procesos de pasivación. (Concha, 2011)

La aproximación más cercana para la flotación de oro, se basa en la teoría de flotación de sulfuros, debido al carácter conductor del oro y a sus enlaces metálicos. Comúnmente se utilizan colectores tiólicos, que se han estudiado a través de la relación del xantato con galena. En el caso del uso de xantatos, reaccionan con la superficie del mineral formando un recubrimiento de xantato de plomo, que sería el responsable de la flotación. (Tobón Suárez, 2013)

1.3.4 Reactivos de flotación.

En un sistema de flotación los reactivos se dividen de acuerdo a la función específica que desempeñan en: colectores, espumantes y modificadores.

Los colectores y espumantes son sustancias orgánicas empleadas generalmente en dosificaciones comprendidas entre 1 a 1000 g/ton de alimentación. Químicamente, son clasificados como surfactantes (“surfactant”), es decir, molécula de carácter doble, que consiste de un grupo polar y un grupo no-polar. El grupo polar posee un momento de dipolo permanente y representa la parte hidrofílica de la molécula. El grupo no-polar no posee un dipolo permanente y representa la parte hidrofóbica de la molécula. (Pavez, 2009)

El enriquecimiento de minerales consiste en separarlos de la ganga terrosa que les acompaña. Se utiliza el proceso de flotación, probablemente una de las más viejas utilidades de los surfactantes en la industria. Cada año centenas de millares de toneladas de minerales de cobre, zinc, hierro, mezclas de sulfuros, sílice, fosfatos y fluoruros son enriquecidos por flotación. El proceso de separación mineral-ganga se introduce el mineral finamente molido en suspensión acuosa en la celda de flotación. (Salager, El MUNDO de los SURFACTANTES, 1992)

Los surfactantes cumplen dos papeles fundamentales en la flotación. Primero, se adsorben en la interface sólido/líquido y actúan como colectores tornando hidrofóbica la superficie de ciertos minerales. Segundo, influyen en la cinética de la adhesión burbuja/mineral, actuando como espumantes. De esta forma el espumante actúa principalmente en la interface

líquido/aire, promoviendo la formación de la espuma a través de la disminución de la tensión superficial. (Pavez, 2009)

La solución también contiene un agente espumante que produce una espuma relativamente persistente, la cual se derrama por un vertedero. La espuma contiene un mineral considerablemente enriquecido en relación al mineral original. Este procedimiento presenta numerosas variaciones y las formulaciones de surfactantes son a menudo complejas. (Salager, El MUNDO de los SURFACTANTES, 1992)

1.3.5 Celdas de flotación.

Las máquinas de flotación están diseñadas para garantizar buen flujo de pulpa, contacto activo entre las partículas y las burbujas de gas y ascenso de burbujas de aire cargadas de mineral hasta la parte superior de la celda, para ser removidas.

Existen diferentes tipos de celdas y cada tipo de celda puede tener variedades, las cuales promuevan el encuentro partícula burbuja, la experiencia ha demostrado que una sola etapa de separación puede ser ineficiente y se requiere de un conjunto de operaciones para formar un circuito o planta de concentración por flotación espumante y conseguir el equilibrio entre alta recuperación y alta calidad en el producto de flotación. (Pavez, 2009)

1.3.6 Tipos de celdas de flotación.

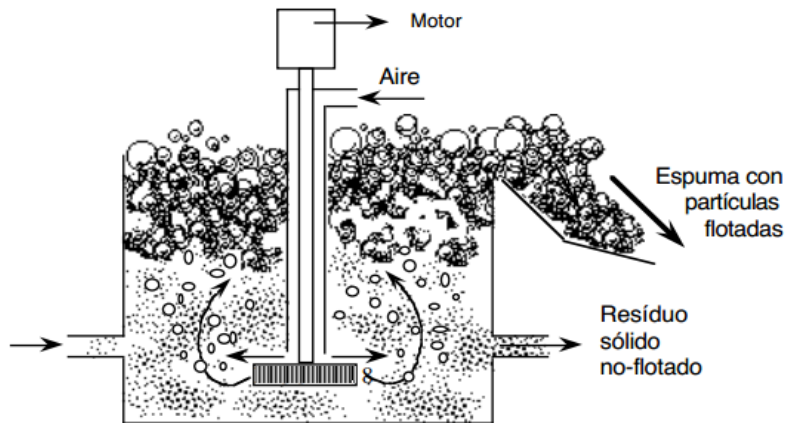
1.3.7 Celda por dispersión de aire.

El tipo de celda más clásico es aquel que comprende un recipiente de tipo cilíndrico, a menudo con deflectores en las paredes. Al centro se ubica un sistema de agitación por turbina que produce un movimiento centrífugo de la dispersión sólido- líquido y por lo tanto una baja presión en la vecindad del eje.

Un tubo concéntrico o cualquier otro dispositivo permite que el aire este aspirado cerca del centro del recipiente. El aire aspirado pasa a la zona turbulenta y forma burbujas. A menudo el agitador posee un sistema de rotor-estator que funciona a la vez por impacto y por cizallamiento para dividir el aire. En estos sistemas se obtienen burbujas de tamaños del

orden de 0,5 - 2 mm. La zona de espuma puede mantenerse más o menos alta para permitir un drenaje notable del líquido para retornarlo a la celda, o hacia la celda anterior si se trata de un proceso multietapa. (Salager & Forgiarini de Guedez, FUNDAMENTOS DE LA FLOTACION, 2008)

Figura 4. Celda de flotación turbulenta



Fuente. (Salager & Forgiarini de Guedez, FUNDAMENTOS DE LA FLOTACION, 2008)

1.3.8 Celdas mecánicas.

La celda mecánica está constituida por un depósito en forma de paralelepípedo o forma cúbica, de distintas capacidades, con un mecanismo rotor-estator para la dispersión del sólido y el aire. Las celdas se juntan en serie y forman un banco de flotación agrupándose de diferentes formas. En las celdas de flotación, se pueden distinguir tres zonas típicas.

En la zona de alta turbulencia o zona de agitación se producen los choques para la adhesión partícula burbuja. En esta zona deben existir las condiciones hidrodinámicas y fisicoquímicas que favorezcan este contacto. La zona intermedia se caracteriza por ser una zona de relativa calma, lo que favorece la migración de las burbujas hacia la parte superior de la celda. La zona superior corresponde a la fase espuma, está formada por burbujas separadas por finos canales de pulpa. La pulpa descarga por rebalse natural, o con la ayuda de paletas mecánicas. Cuando la turbulencia en la interface pulpa/espuma es alta, se produce una contaminación debido al arrastre significativo de pulpa hacia la espuma. (Pavez, 2009)

1.4 PROCESO DE LIXIVIACIÓN.

1.4.1 Lixiviación con cianuro.

El cianuro se encuentra generalmente combinado con otros productos químicos formando compuestos. Ejemplos de compuestos simples de cianuro son el ácido cianhídrico, el cianuro de sodio y el cianuro de potasio. El cianuro puede ser producido por ciertas bacterias, hongos y algas, y ocurre en un sinnúmero de alimentos y plantas. En el organismo, el cianuro se combina con otro producto químico para formar la vitamina B12. El cianuro ocurre en forma natural en raíces, que son tubérculos como patatas de plantas de casabe cultivadas en países tropicales. El ácido cianhídrico es un gas incoloro con un ligero aroma amargo almendrado. El cianuro de sodio y el cianuro de potasio son sólidos blancos de aroma amargo almendrado en aire húmedo. El cianuro y el ácido cianhídrico se usan en enchapados electrolíticos, industria metalúrgica, manufactura de productos químicos, desarrollo de fotografías, fabricación de plásticos, fumigación de barcos y en ciertos procesos de minería. (ATSDR, 2006)

1.4.2 Uso del cianuro en la producción de oro.

Una de las razones para el alto valor adjudicado al oro es su resistencia al ataque de la mayoría de los químicos. Una excepción es el cianuro o, más específicamente, una solución que contiene cianuro y que disuelve el metal precioso. El cianuro se utiliza en minería para extraer (oro y plata) del mineral, en particular mineral de baja ley y mineral que no puede tratarse fácilmente mediante procesos físicos simples como la trituración y la separación por gravedad. (Logsdon, Hagelstein, & Mudder, 2001)

1.4.3 El proceso de cianuración.

Los procesos de recuperación de oro desde sus minerales se basan en la alta densidad del oro nativo con respecto a la ganga y en solubilidad en soluciones diluidas en cianuros alcalinos. El oro nativo es soluble en soluciones aireadas de cianuros de sodio o potasio, la solución debe permanecer alcalina para evitar desprendimiento de HCN. La velocidad de disolución

del oro nativo depende del tamaño de grano, del grado de liberación, A menudo se retira por gravedad las partículas grandes de oro para reducir los tiempos de cianuración. La mineralogía de la ganga es importante, algunos componentes de ella pueden participar en las reacciones aumentando el consumo de cianuro (Miranda C. & Suárez G., 1983)

El uso de soluciones a base de agua para extraer y recuperar metales como el oro se denomina hidrometalurgia. Las operaciones de minería del oro utilizan soluciones muy diluidas de cianuro de sodio (NaCN), típicamente entre 0.01% y 0.05% de cianuro (100 a 500 partes por millón). El proceso de disolución de metales se denomina lixiviación. Existen dos enfoques generales para la lixiviación, la lixiviación en tanque y la lixiviación en pila. La lixiviación en tanque es el método convencional por el cual el mineral finamente molido se lixivia directamente en tanques para disolver el oro en una solución de cianuro. Cuando el oro se recupera en una planta convencional de lixiviación en tanque, la solución estéril se recogerá junto con los residuos sólidos (relaves) (Logsdon, Hagelstein, & Mudder, 2001).

1.4.4 pH y alcalinidad.

Para prevenir pérdidas excesivas de cianuro por hidrólisis, el proceso de cianuración se lleva a cabo con valores de pH superiores a 9.4. El efecto del pH en la disolución de oro en valores mayores a 9,5 depende de los minerales que se encuentren como constituyentes de la mena, así como también del álcali empleado para su regulación, en el proceso de cianuración es muy importante considerar que para la disolución del oro, se requiere tener en solución, el ion CN^- . Si se opera a un valor de pH menor que 10, el cianuro libre estará en mayor proporción como HCN, que es muy volátil a temperatura ambiente, y genera problemas de salud por inhalación, ya que este es un gas venenoso. En la práctica se debe trabajar con valores de pH superiores a 10.5 para evitar la formación de HCN y favorecer la presencia del ion CN^- . (Romero & Flores, 2010)

1.4.5 Concentración de oxígeno para el proceso de cianuración.

El oxígeno disuelto debe estar presente junto con el cianuro para que el oro se disuelva. Es necesario medir el oxígeno disuelto en los tanques de lixiviación para asegurar que la concentración sea suficiente para mantener la reacción de disolución de oro. La concentración del oxígeno disuelto en una mezcla depende de si se añade aire u oxígeno puro a los tanques de lixiviación. La salinidad del agua del proceso y la presencia de consumidores de oxígeno en el mineral afectará también la concentración del oxígeno disuelto. (Mine Site, 2014)

La concentración de cianuro es relativamente fácil de controlar, no así la del oxígeno, debido a su escasa solubilidad en agua bajo condiciones atmosféricas, a nivel del mar y 25°C se puede tener en solución 8,2 mg O₂/litro (0.082 g/litro). El cianuro es fácil de adicionar, pero el oxígeno es difícil de controlar en solución. Se ha determinado, con valores experimentales y prácticos, que es adecuado tener una relación [CN⁻]/ [O₂] cercana a 6, para tener la máxima velocidad de disolución de oro. La máxima concentración de oxígeno en la solución podrá ser de 8 mg/l, entonces la máxima razón de disolución del oro sobre condiciones ideales de agitación y aireación pueden tener lugar en soluciones que contengan 0,0098% NaCN (0,098 g/l). (Romero & Flores, 2010)

1.4.6 Contaminación por cianuro.

El cianuro es una de las sustancias tóxicas más peligrosas que se conoce en el mundo; por eso, en muchos países, su utilización ha sido prohibida. El cianuro es una sustancia química mortal que actúa rápidamente. La exposición a niveles altos de cianuro daña el cerebro y el corazón, y puede causar el coma y la muerte. La exposición a bajos niveles puede causar problemas respiratorios, dolores cardíacos, vómitos, cambios en la sangre, dolores de cabeza y el aumento del tamaño de la glándula tiroidea. El cianuro no es el único residuo tóxico asociado con la extracción de oro: cuando la roca es extraída y expuesta a la lluvia y el aire por primera vez, puede contener sulfuros que reaccionan con el oxígeno y que se convierten en ácido sulfúrico. (RAPAL Uruguay, 2012)

1.5 LIXIVIACIÓN CON TIOUREA.

1.5.1 Tiourea.

La Tiourea, $\text{CS}(\text{NH}_2)_2$ o simplemente TU, es una sustancia orgánica blanca, cristalina, soluble en agua y en alcohol, con punto de fusión de 180-182 °C. A temperatura ambiente una solución saturada de Tiourea tiene una concentración cerca de 140 g/l. La Tiourea puede ser obtenida haciendo calentar Tiocianato de amonio (NH_4SCN) concentrado en presencia de Disulfuro de carbono (CS_2); esta reacción es catalizada en presencia de alúmina. La Tiourea tiene varias aplicaciones en la industria química y metalúrgica, por ejemplo, puede ser usada con eficiencia como aditivo orgánico a fin de mejorar las cualidades del cobre durante su refinación electrolítica; confiere al nylon resistencia al fuego; puede ser usada como inhibidor del blanqueado y amarillamiento de las lanas cuando son expuestas a la luz solar. (Rudyard, 2010)

La lixiviación de oro con soluciones de tiourea [$\text{CS}(\text{NH}_2)_2$] fue desarrollada por Plaskin y Kozhukova en 1940, considerándose un gran avance ecológico porque la tiourea no tiene los mismos factores de toxicidad que el cianuro y que al formar cationes complejos (tioureatos) es un eficiente agente lixivante del oro y tiene mayores ventajas operacionales que el cianuro se ha demostrado que la tiourea [$\text{CS}(\text{NH}_2)_2$] es el agente lixivante alternativo que mayor atención ha recibido por parte de las empresas mineras interesadas en la lixiviación del oro; esto se debe principalmente a dos factores preponderantes: (a) es mucho menos tóxico que el cianuro y (b) presenta altas velocidades de disolución selectiva del oro para formar un complejo de oro(I)-tiourea [$\text{Au}(\text{CS}(\text{NH}_2)_2)$]. El complejo [oro(I)-tiourea] es soluble en agua y permite la recuperación selectiva del oro fino que es muy difícil de recuperar por métodos tradicionales. (Escalera, 2015)

La posibilidad de disolver oro empleando Tiourea fue reconocida por primera vez por Moir en 1906. En esa ocasión fueron establecidas las principales características del proceso, incluyéndose la necesidad de trabajar en soluciones ácidas, la presencia de un agente oxidante de Tiourea apropiado y la formación de un complejo de oro catiónico, diferenciándose por tanto del complejo aniónico formado en el proceso convencional de cianuración. Moir mostró

que el oro disuelto en una solución de Tiourea podría ser recuperado por precipitación con zinc. (Rudyard, 2010).

1.5.2 Parámetros de control.

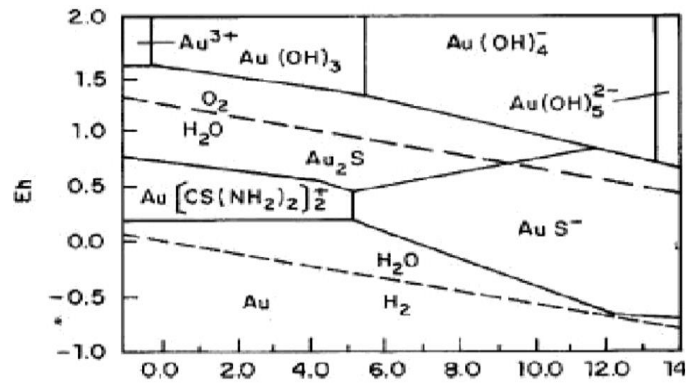
1.5.3 pH.

Por cuestiones prácticas la mayoría de autores coinciden en recomendar que el pH de trabajo debiera estar en el rango de 1.5 a 2.5 para poder controlar con mayor facilidad un incremento súbito de este parámetro como consecuencia de las reacciones colaterales durante la lixiviación. En este sentido, durante una operación a escala industrial, es recomendable automatizar el proceso instalando un controlador de pH el cual permitirá mantener la concentración de ácido dentro de los niveles recomendables. (Carrillo Sandoval, 2013)

1.5.4 Potencial redox.

Es uno de los parámetros que, en comparación con los otros, ha sido menos estudiado, quizás una de las causas para esto sea el hecho de la dificultad de controlarlo o mantenerlo fijo durante el proceso. Sin embargo, controlando el potencial redox se puede controlar el consumo y descomposición de tiourea, y es ahí donde radica su importancia. Los experimentos que han tenido en cuenta este parámetro han mostrado que un potencial menor a 0.3 V/SHE dentro de las soluciones ácidas favorece la estabilidad de la tiourea, mientras que cuando es superior a dicho valor la reacción de disolución se acompaña de la oxidación del lixivante a FDS y posteriormente a azufre elemental y sulfato férrico, lo que es desfavorable cuando se desea controlar el consumo o degradación de la tiourea en la solución. (Carrillo Sandoval, 2013)

Figura 5. Diagrama E - pH del sistema tiourea – H₂O – Au a 25 °C.

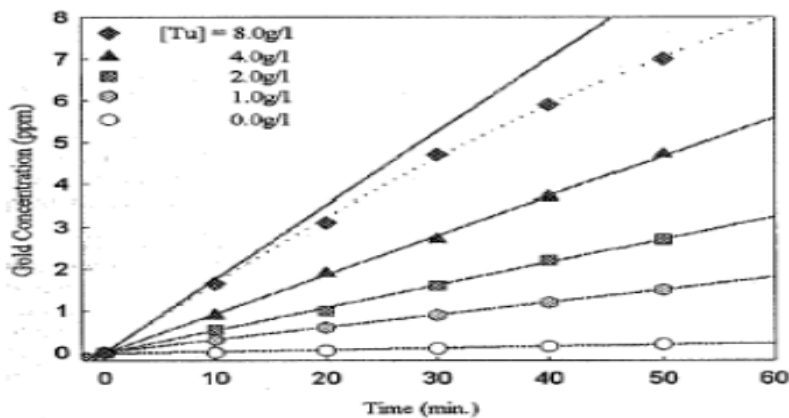


Fuente. (Rudyard, 2010)

1.5.5 CONCENTRACIÓN DE TIOUREA.

El efecto de la concentración de Disulfuro Formamidina (FDS) desde 0.5 g/l hasta 8.0 g/l es mostrado en la Figura 3. En ella se puede notar que el efecto es significativo en el rango de concentración desde 0.5 hasta 2.0 g/l, y se vuelve bastante insignificante cuando la concentración del FDS es incrementada desde 2.0 hasta 8.0 g/l. Esto indica que cuando la concentración del FDS está por encima de 2.0 g/l, la carga de esta sobre la superficie de oro es relativamente estable. (Rudyard, 2010).

Figura 6. Efecto de la [TU] sobre la disolución del oro.



Fuente. (Rudyard, 2010)

1.5.6 CONCENTRACIÓN DE AGENTE OXIDANTE.

Se han realizado experimentos investigando diversos tipos de oxidantes entre ellos el sulfato férrico, peróxido de hidrógeno, aire, entre otros, concluyéndose que el sulfato férrico es el reactivo que mejor actúa como oxidante, el cual podría resultar más ventajoso sobre todo si se trata de minerales piríticos. En cuanto a la concentración de este agente se obtiene una relación directa entre el incremento de la concentración y la recuperación, sin embargo el consumo de tiourea debe ser evaluado para fijar un valor adecuado. El rango de concentraciones ampliamente utilizado se encuentra entre 1 y 12 g/L (Carrillo Sandoval, 2013)

1.6 ANÁLISIS DE MINERAL.

1.6.1 Análisis por espectrofotometría.

Unas de las técnicas más comunes en la determinación de oro mediante la espectrofotometría de absorción atómica es el método BLEG. Este método de determinación de oro en soluciones de cianuro alcalinas puede aplicarse con éxito a muestra geológicas. Las soluciones de cianuro son muy diluidas y como resultado es económicamente factible lixiviar muestras muy grandes (superior a los 2.000 g) en contraste con el ensayo a fuego. La habilidad de lixiviar muestras muy grandes, ayuda a neutralizar el problema de heterogeneidad de la muestra. La ventaja de este método está principalmente asociada con su costo, el cual es menor que en el ensayo a fuego. Una desventaja, en algunos casos, es que el oro está encapsulado y por lo tanto no es disuelto por vía húmeda. Otra limitación puede ser la baja precisión. (L., R., R., & V., 2007)

2 METODOLOGÍA

2.1 LOCALIZACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.

El presente trabajo de investigación, se realizara en la empresa minera FRANROMEC en convenio con la Universidad Técnica de Machala. La planta de beneficio se encuentra ubicada en el sitio LA FORTUNA. La compañía minera FRANROMEC, ofrece servicios de alquiler para procesar arenas de la etapa de molienda (molinos chilenos) y relaves de molinos de bolas (concentrados) de compañías cercanas que necesiten sus servicios para la recuperación de oro mediante procesos de cianuración.

Por tal razón las arenas residuales que provienen de los procesos practicados a los servicios prestados en la empresa, pasan a cargo de la compañía, para su posterior reutilización y tratamiento.

2.2 COMPAÑÍA MINERA FRANROMEC.

2.2.1 Datos generales.

- Nombre de la compañía minera: Compañía Minera FRANROMEC.
- Nombre o razón social de la planta de beneficio: Planta de Beneficio de Minerales Auríferos Paz Borja.
- Código: 191024
- Nombre o razón social del titular: FRANROMEC Cía. Ltda.
- Registro único de contribuyentes (ruc): 0791745004001.

Figura 7. Compañía Minera FRANROMEC, Planta de Beneficio de Minerales Auríferos Paz Borja.



Fuente: Ricardo Guerrero.

- Ubicación Geográfica:

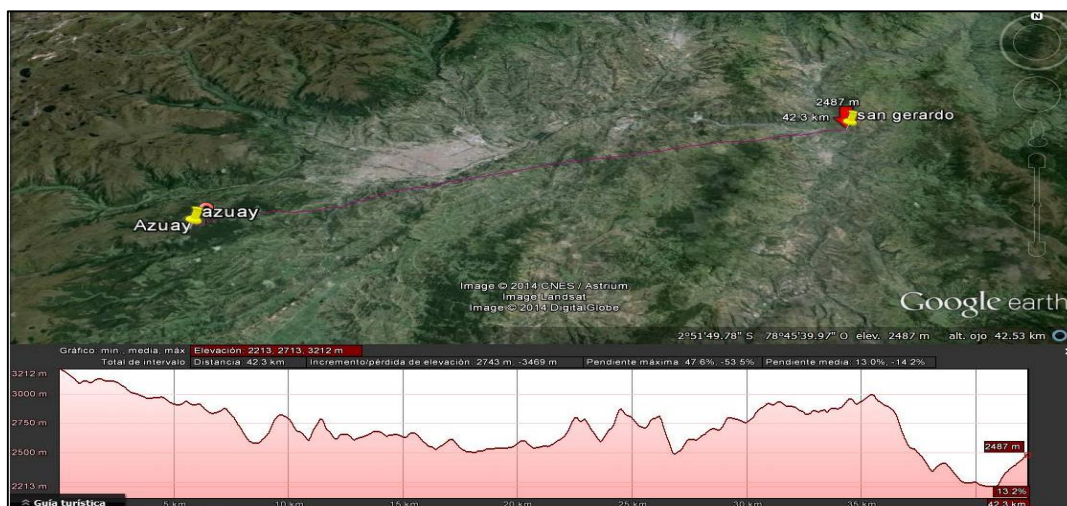
La Compañía Minera Franco Romero & Castro “FRANROMEC Cia.Ltda” se localiza al Sur Occidente de la Provincia del Azuay, está ubicada en el sitio “La Fortuna”, parroquia Zhumiral, cantón Ponce Enríquez a unos 700 m.s.n.m, a 1 h y 49 minutos de la ciudad de Machala, Provincia de El Oro con 135 Km; limita al norte con los cantones Naranjal y Cuenca, al sur con la parroquia Tendales del cantón El Guabo, al Este los cantones, Cuenca Santa Isabel y Pucará; y, al Oeste con las parroquias de Tenguel y Balao. Tiene una extensión de 639 Km².

- Coordenadas:

Compañía Minera FRANROMEC: UTN 651.517E; 9.665.996N

San Gerardo: -3.141760; -79.205118

Figura 8. Ubicación geográfica de la Compañía Minera FRANROMEC, Planta de Beneficio de Minerales Auríferos Paz Borja.



Fuente: Google Earth

2.3 UNIVERSO DE TRABAJO.

El universo del presente trabajo de investigación será el mineral concentrado por flotación proveniente de la empresa minera FRANROMEC con el fin de evaluar el comportamiento de los minerales frente a los agentes lixiviantes (cianuro y tiourea).

2.4 VARIABLES.

2.4.1 VARIABLE INDEPENDIENTE.

- Concentración de cianuro y tiourea.
- Velocidad de agitación de los reactores de lixiviación.

2.4.2 VARIABLE DEPENDIENTE.

- Concentración de oro y plata recuperada.

2.5 HIPÓTESIS.

La recuperación de oro mediante la lixiviación con tiourea dependerá de la capacidad complejante de Tiourea y al poder oxidante de H_2O_2 , es posible la lixiviación de Au y Ag con TU/ H_2O_2 ya que será una reacción manejable a través del potencial oxidante del sistema controlado por la adición de peróxido y TU.

2.6 TIPO DE INVESTIGACIÓN.

En el presente trabajo de investigación, se realizara una investigación descriptiva experimental, ya que se manipularan variable dependiente (concentración en ppm de oro y plata lixiviado) y la variable independiente (concentración del agente lixivante cianuro y tiourea).

2.7 CARACTERIZACIÓN DE LOS MINERALES.

Para esta investigación se emplearon partículas del mineral hidrofóbicas que se han concentrado por flotación con una razón de concentración de una tonelada de mineral concentrado a partir de 17.7 toneladas de mineral molido proveniente de la empresa minera Jesús del Gran Poder (JGP) cuyas arenas son concentradas en la empresa minera FRANROMEC obteniendo un concentrado de alta ley de oro y plata que son almacenados para su comercialización y venta.

2.8 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO.

El análisis de la distribución granulométrica se lo realizo bajo los normas ASTM . Se tamizó una muestra representativa de 1000 gr de mineral concentrado en tamices Din de 50, 60, 100 y 200 mallas por un tiempo de 15 minutos en un tamizador eléctrico. Después cada muestra

fué retirada de los tamices y pesado para sus respectivos cálculos, para su distribución granulométrica.

2.9 DETERMINACIÓN DE ORO Y PLATA.

La determinación de oro y plata presente en el mineral a emplearse será determinada por análisis de ensayo al fuego realizando 5 análisis del mismo mineral pero tomando muestras de distintas partes del mineral concentrado.

2.10 ANÁLISIS DE PRE TRATAMIENTO CON HIPOCLORITO DE CALCIO.

Se realizó un estudio comparativo con la recuperación de oro, mediante lixiviación del mineral concentrado con tratamiento y sin tratamiento. Este análisis nos permitió conocer el porcentaje de recuperación de oro empleando un pre tratamiento con hipoclorito de calcio por un tiempo de 2 horas en las cuales se trató de eliminar los residuos empleados en el proceso de flotación. El mineral estuvo en agitación en los reactores con un pH ajustado a un estado alcalino de pH 12 empleando cal para el ajuste de la acidez.

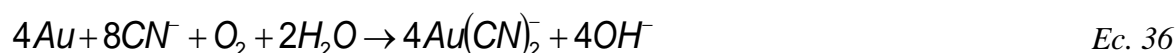
2.11 DISEÑO EXPERIMENTAL PARA OBTENCIÓN DE PARÁMETROS CINÉTICOS.

El diseño experimental planteado en este documento, está referido en su totalidad a los modelos expuestos en el capítulo I. Por lo cual, se deberán cumplir ciertas condiciones para ser concordantes con la aplicación de los modelos comentados anteriormente. En efecto, una de las primeras restricciones que se impondrá al sistema en estudio, es que las concentraciones de los reactivos lixiviantes, permanecerá constante en el tiempo de lixiviación.

Efectivamente, en este tipo de procesos el reactivo limitante de la reacción es el componente de interés comercial contenido en el mineral. En este capítulo se definirá el desarrollo experimental para obtener los parámetros cinéticos de la lixiviación de mineral con cianuro y tiourea.

2.11.1 Lixiviación con cianuro.

La lixiviación con cianuro, se basa en la siguiente reacción de disolución de Oro:



Desde esta reacción química es posible estimar las cantidades de reactivo necesario para llevar a cabo la reacción. Es importante notar que este tipo de mineral los metales de interés comercial, están acompañados de una serie de impurezas que van a consumir parasitariamente los reactivos lixiviantes.

Para el desarrollo experimental siguiente, se va a realizar una exploración inicial sistemática consistente en determinar para un determinado mineral “representativo” el consumo específico de reactivos en función del tiempo.

2.11.2 Prueba de cianuración por agitación.

La prueba de cianuración por agitación, es una prueba estándar que busca determinar consumos específicos de reactivos para un determinado mineral y curvas de evolución cinética en tiempo del rendimiento de la reacción de lixiviación de Oro y Plata.

Esta prueba, puede ser llevada a cabo en un reactor. Los parámetros operacionales serán los siguientes:

- Porcentaje de sólidos : 15 % de sólidos
- Concentración de NaCN : 640, 680, 720, 760 y 800 mg/L
- Tiempo de reacción : 4 horas

- Capacidad efectiva de reactor : 27,1 lt
- Capacidad de reactor : 34,61 lt
- Diseño de reactor : Bafleado tipo “draft tube”
- Movimiento de fluido : Agitación mecánica mediante impulsor tipo paleta...
- Temperatura de operación : Temperatura ambiental
- Régimen de inyección de oxígeno : Auto aspirado en “draft tube” por agitación mecánica
- Se mide el pH natural de la pulpa y luego se adiciona cal hasta llevarlo a pH 10.5
- Posteriormente se agrega NaCN para generar una solución a la concentración establecida en los parámetros operacionales mg/L de NaCN.

Luego se coloca en agitación el reactor, controlando el cianuro consumido y el necesario para mantener su concentración en ppm de CNNa en la solución.

Los controles se hacen a las 15, 30, 45, 60, 90, 120, 150, 180, 210 y 240 minutos; cada control se desarrolla de la siguiente manera:

- Se toma 45 ml de pulpa. Luego se filtra y se analiza Au, Ag y CN⁻ libre.
- Se titula 10 ml de muestra con AgNO₃, yoduro de potasio como indicador.

2.11.3 Efecto de la velocidad de agitación para partículas de diámetro fijo.

El objetivo de este experimento, es determinar si existe variación en la cinética de la reacción por efecto de la velocidad de agitación, es decir si la cinética está limitada por la transferencia de masa en la película de fluido. Si este fuese el caso, se esperaría que la cinética de la reacción de lixiviación se acelerara en función de la velocidad de agitación.

El experimento, contempla realizar cuatro pruebas cada una a diferente velocidad de rotación del impulsor, esto es a 420, 460, 560 y 700 rpm.

Las pruebas serán llevadas a cabo en agitadores mecánicos. Para esto se requerirá conocer la distribución de tamaño de partícula. Este procedimiento deberá realizarse haciendo el estudio de mallas del material a ensayar.

El tiempo estimado por prueba es de cuatro horas. En este experimento se asume que la concentración de oxígeno permanece constante en el tiempo y la concentración de cianuro no varía en forma apreciable dado que no se alcanza el tiempo para completar la reacción. Esto es así para dar consistencia al análisis de casos y parametrizaciones con los modelos expuestos en el capítulo I de este texto.

La toma de muestra deberá ajustarse a las siguientes sincronizaciones:

Tabla 1. Extracción de Au en diferentes velocidades de agitación.

Tiempo (min)	Velocidad de agitación (rpm)			
	420	490	560	700
15				
30				
45				
60				
90				
120				
150				
180				
210				
240				

Fuente: Ricardo Guerrero.

2.11.4 Efecto de la concentración de NaCN en la cinética de lixiviación para partículas de diámetro fijo.

El propósito de este experimento, es determinar orden de reacción en función de la concentración de cianuro de sodio. Si es que el sistema estuviera limitado por la velocidad de reacción química, el orden de la reacción puede ser distinto de uno. En el caso de la concentración de oxígeno no hay como determinar su concentración ya que este es ingresado al sistema por aspiración mecánica del impulsor en el draft tube, por lo cual este va a ser un parámetro considerado constante en este estudio.

El experimento, contempla realizar cinco pruebas cada una a diferente concentración de cianuro de sodio, esto es a 640, 680, 720, 760 y 800 mg/L.

El tiempo estimado por prueba es de cuatro horas. En este experimento se asume que la concentración de oxígeno permanece constante en el tiempo y la concentración de cianuro no varía en forma apreciable dado que no se alcanza el tiempo para completar la reacción. Esto es así para dar consistencia al análisis de casos y parametrizaciones con los modelos expuestos en el capítulo I.

La toma de muestra deberá ajustarse a las siguientes sincronizaciones:

Tabla 2. Extracción de Au a diferentes concentraciones de Cianuro.

Tiempo (min)	Concentración de NaCN(mg/L)				
	640	680	720	760	800
15					
30					
45					
60					
90					
120					
150					
180					
210					
240					

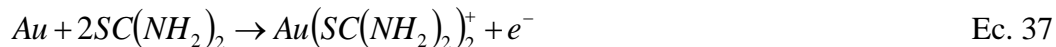
Fuente: Ricardo Guerrero.

En cada tiempo de muestreo, medir concentración de cianuro y del mismo modo, es fundamental la medida del pH de la solución.

Para cada muestra se tomo 45 ml de pulpa, filtrar inmediatamente. Dividir el líquido en dos porciones perfectamente medidas y realizar análisis de Au y Ag a una porción de muestra y a la segunda determinar volumétricamente el cianuro libre por el método de titulación con AgNO_3 .

2.11.5 Lixiviación con tiourea.

La lixiviación con tiourea, se basa en la siguiente reacción de disolución de Oro:



Esta reacción utiliza tiourea (TU) como agente acomplejante de oro y plata. El agente oxidante es peróxido de hidrogeno. En el proceso de lixiviación con tiourea se debe llevar a cabo a un pH ácido (bajo 4) y es fundamental el control del potencial, por lo que sí es más oxidante que 500 mV respecto a electrodo estándar de hidrogeno (SHE), Tiourea reacciona consigo misma y forma disulfuro de formamidina (FDS) lo cual genera consumos parásitos de acuerdo a la siguiente reacción:

La concentración del peróxido, es muy importante por lo que se obtiene el potencial oxidante en la solución de lixiviación y acota el mínimo valor de pH que se debe mantener en solución.

La disolución de oro en presencia de Tiourea, ocurre aproximadamente desde los 300 mV respecto al electrodo estándar de hidrogeno por lo cual se recomienda un control estricto del potencial de redox en la solución y pH para evitar reacción parásita de la tiourea.

La reacción con plata sigue el mismo patrón de comportamiento que con oro, por lo cual es simple de verificar su estequiometria.

2.11.6 Prueba de agitación.

La prueba de agitación, es una prueba estándar que busca determinar consumos específicos de reactivos para un determinado mineral y curvas de evolución cinética en tiempo del rendimiento de la reacción de lixiviación de Oro y Plata.

Esta prueba, puede ser llevada a cabo en un reactor. Los parámetros de la prueba son:

- Porcentaje de sólidos : 15 % de sólidos.
- Concentración de TU : 1, 3, 6, 9, 12 g/L
- Tiempo de reacción : 4 horas
- Capacidad efectiva de reactor : 27,1 lt

- Capacidad de reactor : 34,61 lt
- Diseño de reactor : Bafleado tipo “draft tube”
- Movimiento de fluido : Agitación mecánica mediante impulsor tipo paleta.
- Temperatura de operación : Temperatura ambiental.
- Régimen de inyección de oxígeno : Auto aspirado en “draft tube” por agitación mecánica.
- Se mide el pH natural de la pulpa y luego se adiciona H₂SO₄ hasta llevarlo a pH 1,5.
- Potencial de electrodo : < 500 mV respecto SHE.

Luego se coloca en agitación el reactor, controlando el consumo de TU y el necesario para mantener a la concentración inicial del proceso.

Los controles se hacen a las 15, 30, 45, 60, 90, 120, 150, 180, 210 y 240 minutos; cada control se hace de la siguiente manera:

- Se toma 40 ml de pulpa. Luego se filtra y se analiza Au, Ag, TU libre. Se titula 10 ml de muestra para determinar TU con método yodato de potasio.
- Del mismo modo, por cada muestra deberá chequearse el valor del potencial electroquímico de la solución y pH. Con este procedimiento se deberá compensar variaciones de pH con ácido sulfúrico.

2.11.7 Efecto de la velocidad de agitación para partículas de diámetro fijo.

Se emplearan distintas velocidades de agitación para determinar si existe variación en la cinética de la reacción por efecto de la velocidad de agitación, es decir si la cinética está limitada por la transferencia de masa en la película de fluido. Si este fuese el caso, se esperaría que la cinética de la reacción de lixiviación se acelerara en función de la velocidad de agitación.

El experimento, contempla realizar cuatro pruebas cada una a diferente velocidad de rotación del impulsor, esto es a 420, 490, 560 y 700 rpm.

Las pruebas serán llevadas a cabo en los agitadores para llevar a cabo el experimento. Se requiere conocer la distribución de tamaño de partícula. El tiempo estimado por prueba es de cuatro horas. En este experimento se asume que la concentración de TU no varía en forma apreciable dado que no se alcanza el tiempo para completar la reacción.

La toma de muestra deberá ajustarse a la siguiente sincronización:

Tabla 3.Extracción de Au a diferentes velocidades de agitación.

Tiempo (min)	Velocidad de agitación (rpm)			
	420	490	560	700
15				
30				
45				
60				
90				
120				
150				
180				
210				
240				

Fuente: Ricardo Guerrero.

En cada tiempo de muestreo, medir concentración de TU, Au, Ag, además del pH y el potencial de electrodo.

Para cada muestra sacar 40 ml de pulpa, filtrar inmediatamente. Dividir el líquido en dos porciones perfectamente medidas y realizar análisis de Au y Ag con una porción de muestra y a la segunda determinar volumétricamente TU.

2.11.8 Efecto de la concentración de tiourea en la cinética de lixiviación para partículas de diámetro fijo.

Se emplearon distintas concentraciones de agente lixivante para determinar si orden de reacción está en función de la concentración de tiourea. Si es que el sistema estuviera limitado por la velocidad de reacción química, el orden de la reacción puede ser distinto de uno.

El experimento, contempla realizar cinco pruebas cada una a diferente concentración de TU. Las pruebas serán llevadas a cabo con los agitadores mecánicos. Para esto se requiere conocer la distribución de tamaño de partícula. El tiempo estimado por prueba es de cuatro horas. En este experimento se asume que la concentración de TU no varía en forma apreciable dado que no se alcanza el tiempo para completar la reacción.

La toma de muestra deberá ajustarse a las siguientes sincronizaciones:

Tabla 4. Extracción de Au en función de diferentes concentraciones de TU.

Tiempo (min)	Concentración de Tiourea (g/L)				
	1	3	6	9	12
15					
30					
45					
60					
90					
120					
150					
180					
210					
240					

Fuente: Ricardo Guerrero.

En cada muestra, se debe medir la concentración de TU, Au, Ag, además del pH y el potencial de electrodo.

Para cada muestra tomar 45 ml de pulpa, filtrar inmediatamente. Dividir el líquido en dos porciones perfectamente medidas para realizar con la primera análisis de (Au y Ag) y a la segunda determinar volumétricamente concentración de TU.

2.12 MODELOS CINÉTICOS PARA LA DETERMINACIÓN DE LA ETAPA CONTROLANTE EN EL PROCESO DE LIXIVIACIÓN DE MINERAL AURÍFERO CON CIANURO Y TIOUREA.

Los resultados obtenidos de estos análisis permitió aplicar modelos cinéticos comparativos, empleando las ecuaciones planteadas en el capítulo I. Para esto, es necesario cambiar las coordenadas de concentración a conversión, tal como lo expresan las ecuaciones siguientes:

$$X_B = \frac{N_B^0 - N_B}{N_B^0} =$$

Los modelos en esta tesis fueron los siguientes:

- ❖ Difusión externa como etapa controlante.

$$\frac{t}{\tau} = 1 - \left(\frac{r_c}{R}\right)^3 = X_B$$

- ❖ Difusión a través de la capa de cenizas como etapa controlante.

$$\frac{t}{\tau} = 1 - 3(1 - X_B)^{2/3} + 2(1 - X_B)$$

- ❖ Reacción química como etapa controlante.

$$\frac{t}{\tau} = 1 - \frac{r_c}{R} = 1 - (1 - X_B)^{1/3}$$

- ❖ Difusión externa para partículas esféricas de tamaño decreciente.

$$\frac{t}{\tau} = 1 - \left(\frac{R}{R_0}\right)^2 = 1 - (1 - X_B)^{2/3}$$

Dónde:

N_B^0 = gramos de oro inicial.

N_B = gramos de oro final.

X_B = conversión de oro (adimensional).

t = tiempo (min).

2.13 ANÁLISIS DE LA MUESTRA.

Para determinar los análisis de lixiviación Au y Ag se empleara un espectrofotómetro de absorción atómica (A.A.). Por otra parte, el consumo de los reactivos lixiviantes (cianuro y tiourea) se lo determinara por titulación.

2.14 MATERIALES A UTILIZAR.

Materiales.

- Botellas de plástico.
- Agua destilada.
- Vaso de precipitado.
- Mallas: +100.
- Espátula.
- Balde.
- Papel de filtro.
- Embudo.
- Agitador de vidrio.
- Bureta graduada de 10 ml con escala de 0.02 ml.
- Pipeta de 5 ml y 10 ml.
- Matraz de 250 ml.
- Soporte universal.
- Frascos goteros.
- Frascos para muestras.
- Recipiente de 5 L para pruebas de lixiviación.
- Espectrómetro de absorción atómica marca PerkinElmer (AA 200).
- Multímetro marca FLUKE.
- Electrodo de platino.
- Electrodo de calomelano.
- Mufla.
- Reactor de agitación de diferentes velocidades de agitación.

Reactivos.

- Tiourea grado analítico (99%).
- Ácido sulfúrico (H_2SO_4) grado analítico (95-97 %) marca EMSURE.
- Yodato de sodio (NaIO_3) Q.P. marca J.T. BAKER.
- Almidón Q.P. marca PANREAC.
- Cal.
- Cianuro de sodio. (NaCN).
- Nitrato de plata (AgNO_3).
- Yoduro de potasio (KI).
- Hidróxido de sodio (NaOH).
- Peróxido de hidrogeno (H_2O_2).
- Hipoclorito de calcio. $\text{Ca}(\text{ClO})_2$ 70 %

3 RESULTADOS Y DISCUSIÓN.

A continuación se presentaran los resultados obtenidos en los análisis de los experimentos desarrollados en el proyecto siguiendo la secuencia de actividades descritas en el capítulo anterior.

3.1 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL CONCENTRADO POR FLOTACIÓN.

3.1.1 Análisis granulométrico.

La distribución granulométrica del mineral concentrado por flotación se puede observar en la tabla N°5. Los porcentajes de retención son bajos con respecto a las mallas 50, 60 y 100. Sin embargo, se demuestra que existe un porcentaje significativo asociado a la malla 200 obteniéndose un 62,01 % de retención.

Tabla 5. Análisis granulométrico del mineral concentrado.

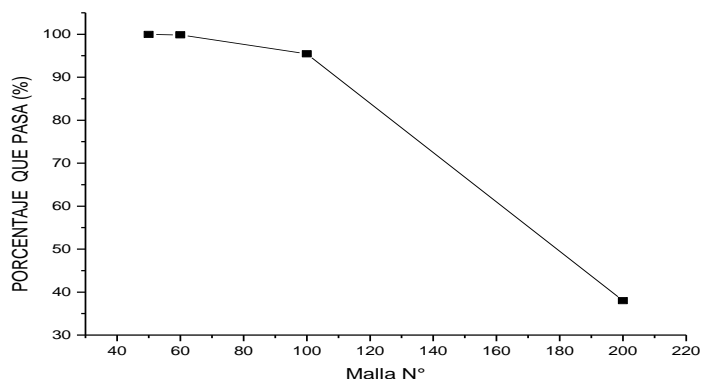
MALLA N°	APERTURA NOMINA MILIMETROS/MICRONES	PESO RETENIDO (gr)	PORCENTAJE RETENIDO (%)
50	300	0,6	0,06
60	250	1,12	0,112
100	150	45,44	4,54
200	75	620,11	62,01
Receptor		329,10	32,91

Fuente: Ricardo Guerrero.

Esto permitió inferir que la granulometría de trabajo se encuentra a malla superiores a 100, la cual correspondería a partículas con tamaños menores a 150 micrones.

Por otra parte, en el grafico N°1 se puede observar el porcentaje de mineral no retenido en el proceso de tamizado.

Gráfico 1. Granulometría del concentrado de flotación.



Fuente: Ricardo Guerrero.

3.1.2 Análisis de determinación de oro y plata.

Para la determinación de oro y plata se realizaron 5 análisis por ensayo al fuego donde se obtuvieron los valores representados en la tabla N°6. Para los análisis se tomó una muestra de 500 gr de mineral y se realizó un proceso de cuarteo hasta obtener una muestra representativa de 10 gr de mineral concentrado, el cual se empleó para determinar la ley de cabeza de oro y plata.

Tabla 6. Composición mineralógica de oro y plata de mineral concentrado.

(Au)gr/Ton	(Ag)gr/Ton
105	58
106	47,2
112	71
101	64
108	54

Fuente: Ricardo Guerrero.

Obteniendo como resultado una ley promedio de oro de 106,48 gr/ton y plata de 58,84 gr/ton.

3.1.3 Análisis de lixiviación con pre tratamiento y sin pre tratamiento para la recuperación de oro.

Mediante los análisis realizados se logró obtener los resultados representados en la tabla N°7. Desde esta información, se observa que la lixiviación sin tratamiento produce una baja recuperación de oro, debido a que el mineral que ha sido concentrado por flotación está cubierto con reactivos de flotación, los cuales bloquean o pasivan la superficie de oro, impidiendo el proceso redox en la superficie del metal. Por tal motivo, el empleo de hipoclorito de calcio para la remoción o eliminación de los productos empleados en el proceso de flotación es relevante.

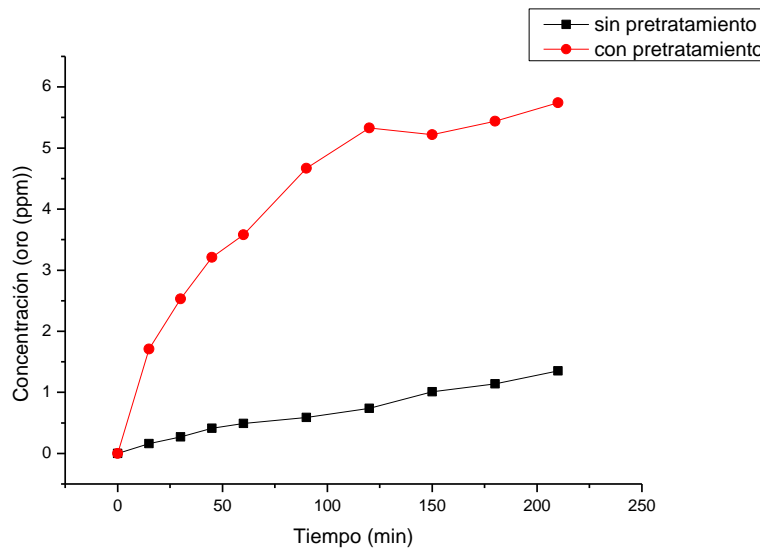
Tabla 7. Determinación de recuperación de Au en análisis de pre tratamiento.

Lixiviación de mineral concentrado		
Tiempo (min)	sin pre tratamiento (ppm de oro)	con pre tratamiento (ppm de oro)
0	0	0
15	0,16	1,71
30	0,27	2,53
45	0,41	3,21
60	0,49	3,58
90	0,59	4,67
120	0,74	5,33
150	1,01	5,22
180	1,14	5,44
210	1,35	5,74

Fuente: Ricardo Guerrero.

En lo referente a la lixiviación con y sin pre tratamiento, el gráfico N°2 muestra, la concentración en ppm de oro recuperado con pretratamiento antes del proceso de lixiviación.

Gráfico 2. Cinética de lixiviación de Au con y sin pre tratamiento.



Fuente: Ricardo Guerrero.

3.2 ANÁLISIS DE LIXIVIACIÓN CON CIANURO POR AGITACIÓN.

A continuación se presentaran los resultados de los estudios realizados en la lixiviación con cianuro por agitación que servirá como marco de referencia para evaluar la recuperación de oro y plata comparados con los de tiourea.

3.2.1 Prueba de lixiviación con cianuro para análisis de recuperación de oro y plata.

El análisis de los resultados obtenidos en la prueba de cianuración con distintas concentraciones de cianuro y con distintas velocidades de agitación es presentado en las siguientes tablas.

- En la tabla N°8 se presentan los datos obtenidos de la lixiviación con cianuro a 640, 680, 720, 760 y 800 ppm y con una velocidad de agitación de 420 rpm.

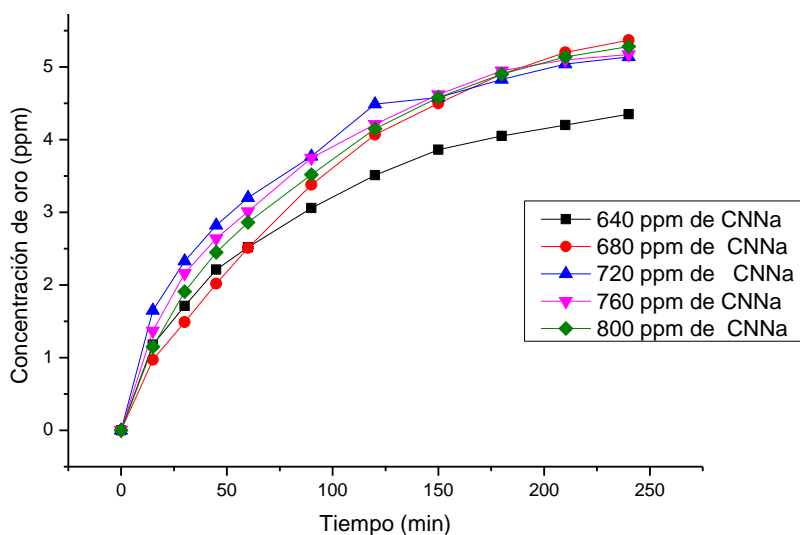
Tabla 8. Extracción de Au a diferentes concentraciones de cianuro y a 420 rpm.

Determinación de oro en el proceso de lixiviación a 420 RPM					
Tiempo (min)	640 ppm de CNNa	680 ppm de CNNa	720 ppm de CNNa	760 ppm de CNNa	800 ppm de CNNa
Concentración de Au en solución en (ppm)					
0	0	0	0	0	0
15	1,18	0,97	1,65	1,37	1,15
30	1,71	1,49	2,33	2,16	1,91
45	2,21	2,02	2,82	2,64	2,45
60	2,52	2,51	3,2	3,01	2,86
90	3,06	3,38	3,77	3,75	3,52
120	3,51	4,07	4,49	4,21	4,15
150	3,86	4,5	4,58	4,62	4,58
180	4,05	4,9	4,83	4,95	4,9
210	4,2	5,2	5,04	5,1	5,14
240	4,35	5,37	5,14	5,17	5,28

Fuente: Ricardo Guerrero.

El análisis de los resultados obtenidos en la tabla N°8 y la Grafica N°3 permite establecer que a una velocidad de 420 rpm se obtiene la mejor lixiviación a 680 ppm de CNNa que nos da la mejor recuperación de oro y plata como lo demuestra la Grafica N°4.

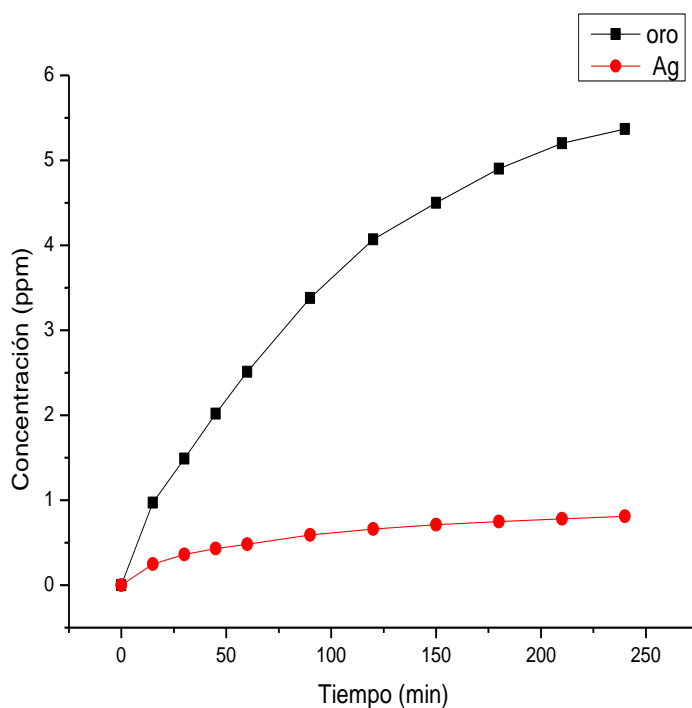
Gráfico 3. Extracción de Au a 420 rpm con diferentes concentraciones de cianuro.



Fuente: Ricardo Guerrero.

En la grafica N°4 se muestra las curvas de la cineticas de disolución de oro y plata que se producen en la prueba de agitación a una velocidad de 420 rpm teniendo el máximo de recuperación de 28.91% y 8.6% de oro y de plata, respectivamente.

Gráfico 4. Concentración de oro y plata en ppm a 420 rpm.



Fuente: Ricardo Guerrero.

- En la tabla N°9 se presentan los datos obtenidos con una lixiviación con cianuro a 640, 680, 720, 760 y 800 ppm con una velocidad de agitación de 490 rpm.

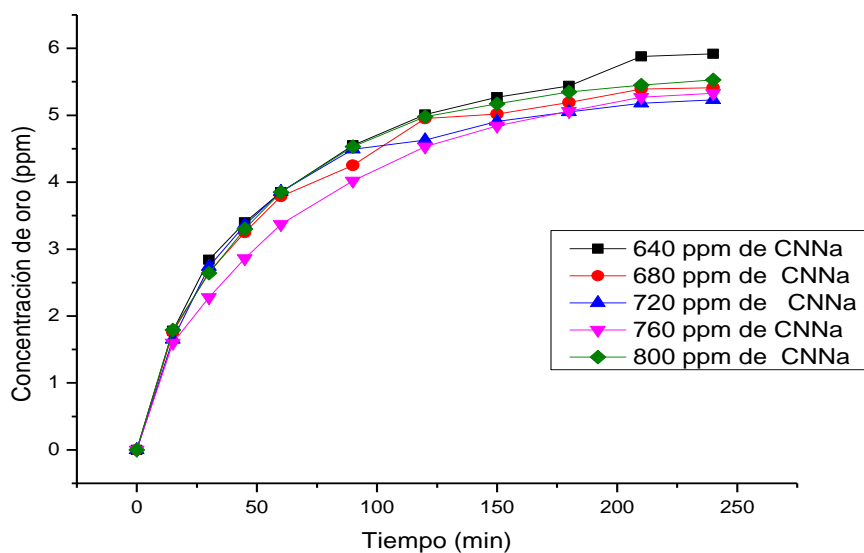
Tabla 9. Extracción de Au a diferentes concentraciones de cianuro y a 490 rpm.

Determinación de oro en el proceso de lixiviación a 490 RPM					
Tiempo (min)	640 ppm de CNNa	680 ppm de CNNa	720 ppm de CNNa	760 ppm de CNNa	800 ppm de CNNa
Concentración de Au en solución en (ppm)					
0	0	0	0	0	0
15	1,78	1,76	1,65	1,6	1,79
30	2,84	2,66	2,74	2,28	2,64
45	3,4	3,25	3,36	2,86	3,3
60	3,85	3,79	3,86	3,37	3,85
90	4,55	4,25	4,49	4,02	4,53
120	5,01	4,95	4,63	4,53	4,98
150	5,27	5,02	4,91	4,84	5,17
180	5,44	5,19	5,05	5,06	5,35
210	5,88	5,39	5,18	5,27	5,45
240	5,92	5,41	5,23	5,33	5,53

Fuente: Ricardo Guerrero.

El análisis de los resultados obtenidos en la tabla N°9 y la Grafica N°5 nos permite establecer que a una velocidad de 490 rpm se obtiene la mejor lixiviación a 640 ppm de CNNa tal como muestra la grafica N°6.

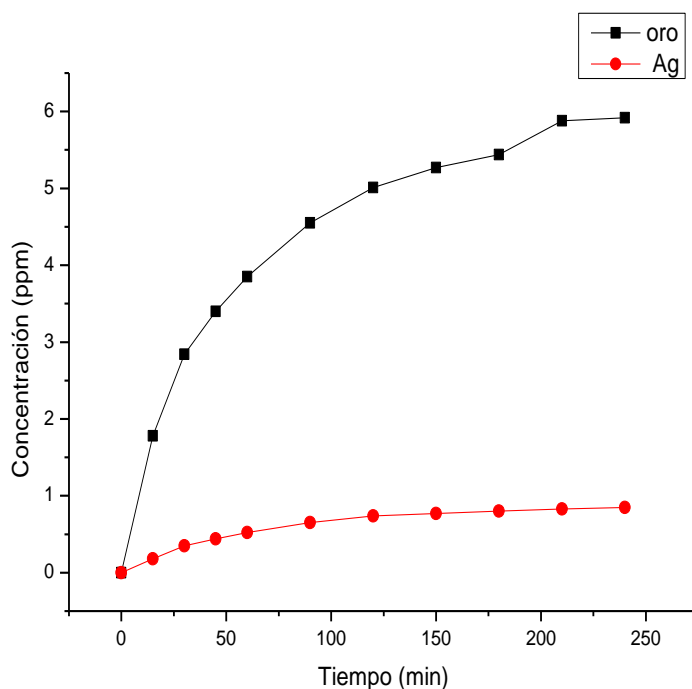
Gráfico 5.Extracción de Au a 490 rpm con diferentes concentraciones de cianuro.



Fuente: Ricardo Guerrero.

En la grafina N°6 se muestra las curvas cineticas de disilución de oro y plata que se producen en la prueba de agitación a una velocidad de 490 rrpm, teniendo el máximo de recuperación de 31.87% y 9.02% de oro de plata, respectivamente.

Gráfico 6. Concentración de oro y plata en ppm a 490 rpm.



Fuente: Ricardo Guerrero.

- En la tabla N°10 se presentan los datos obtenidos con una lixiviación con cianuro a 640, 680, 720, 760 y 800 ppm con una velocidad de agitación de 560 rpm.

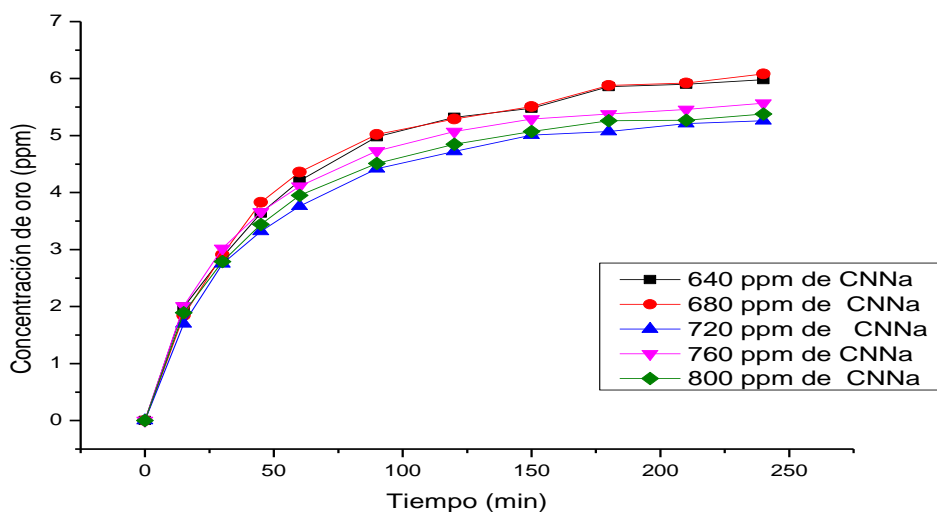
Tabla 10. Extracción de Au a diferentes concentraciones de cianuro y a 560 rpm.

Determinación de oro en el proceso de lixiviación a 560 RPM					
Tiempo (min)	640 ppm de CNNa	680 ppm de CNNa	720 ppm de CNNa	760 ppm de CNNa	800 ppm de CNNa
Concentración de Au en solución en (ppm)					
0	0	0	0	0	0
15	1,99	1,84	1,7	2,01	1,89
30	2,87	2,91	2,75	3,02	2,79
45	3,64	3,83	3,32	3,66	3,44
60	4,21	4,36	3,76	4,11	3,95
90	4,98	5,02	4,42	4,73	4,51
120	5,32	5,29	4,72	5,07	4,85
150	5,48	5,51	5,01	5,29	5,07
180	5,86	5,88	5,07	5,38	5,26
210	5,9	5,92	5,21	5,46	5,27
240	5,98	6,08	5,26	5,57	5,38

Fuente: Ricardo Guerrero.

El análisis de los resultados obtenidos en la tabla N° 10 y la grafica N°7 permite establecer que a una velocidad de 560 rpm y 680 ppm de CNNa se obtiene la mejor recuperación de oro y plata como muestra la grafica N° 8.

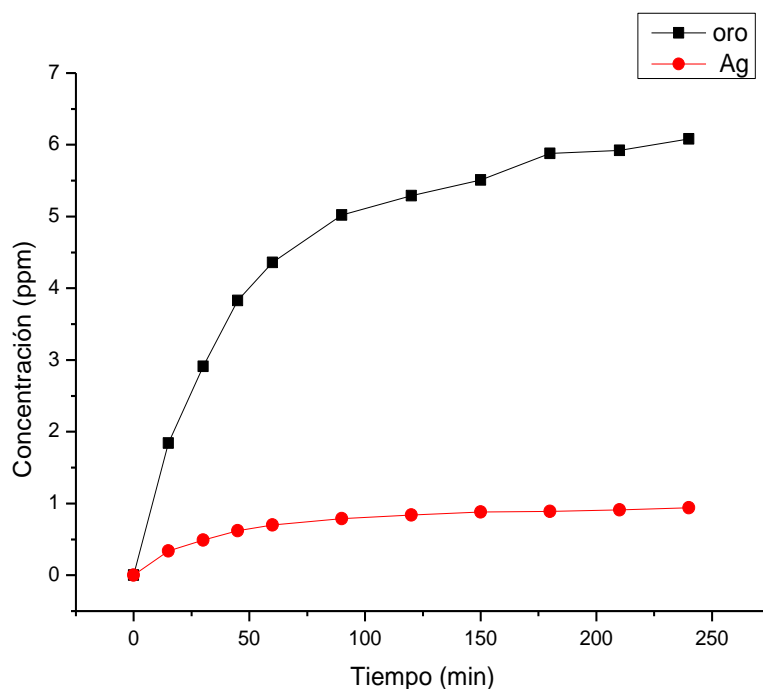
Gráfico 7. Extracción de Au a 560 rpm con diferentes concentraciones de cianuro.



Fuente: Ricardo Guerrero.

En la grafica N° 8 se muestra las curvas cineticas de disilucion de oro y plata que se producen en la prueba de agitación a una velocidad de 560 rrpm, teniendo el máximo de recuperación de 32.7% y 9.97% de oro y de plata, respectivamente.

Gráfico 8. Concentración de oro y plata en ppm a 560 rpm.



Fuente: Ricardo Guerrero.

- En la tabla N°11 se presentan los datos obtenidos con una lixiviación con cianuro a 640, 680, 720, 760 y 800 ppm con una velocidad de agitación de 700 rpm.

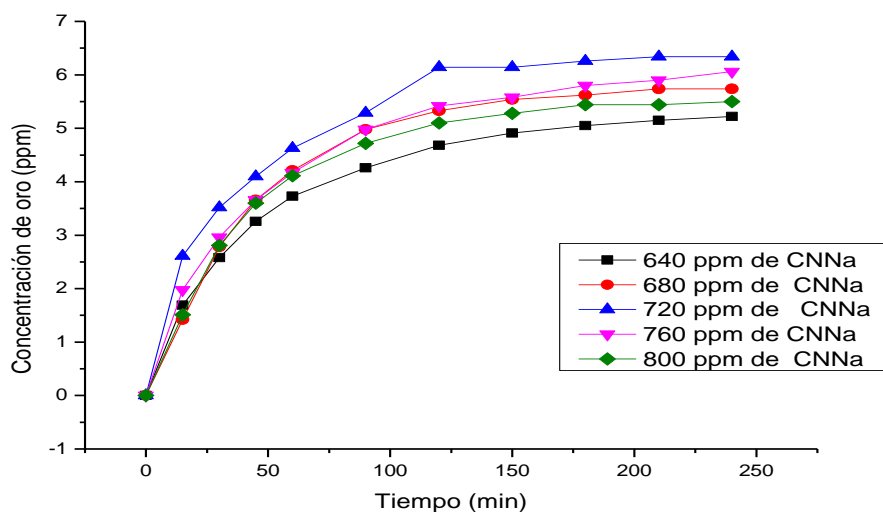
Tabla 11. Extracción de Au a diferentes concentraciones de cianuro y a 700 rpm.

Determinación de oro en el proceso de lixiviación a 700 RPM					
Tiempo (min)	640 ppm de CNNa	680 ppm de CNNa	720 ppm de CNNa	760 ppm de CNNa	800 ppm de CNNa
Concentración de Au en solución en (ppm)					
0	0	0	0	0	0
15	1,69	1,42	2,61	1,98	1,51
30	2,58	2,78	3,52	2,96	2,81
45	3,26	3,66	4,1	3,66	3,6
60	3,73	4,21	4,63	4,17	4,11
90	4,26	4,98	5,29	4,98	4,72
120	4,68	5,33	6,14	5,42	5,1
150	4,91	5,54	6,14	5,58	5,28
180	5,05	5,62	6,26	5,8	5,44
210	5,15	5,74	6,34	5,9	5,44
240	5,22	5,74	6,34	6,06	5,5

Fuente: Ricardo Guerrero.

El análisis de los resultados obtenidos en la tabla N° 11 y la grafica N° 9, permite establecer que a una velocidad de 700 rpm y 720 ppm de CNNa se obtiene la mejor recuperación de oro y plata como lo demuestra la grafica N° 10.

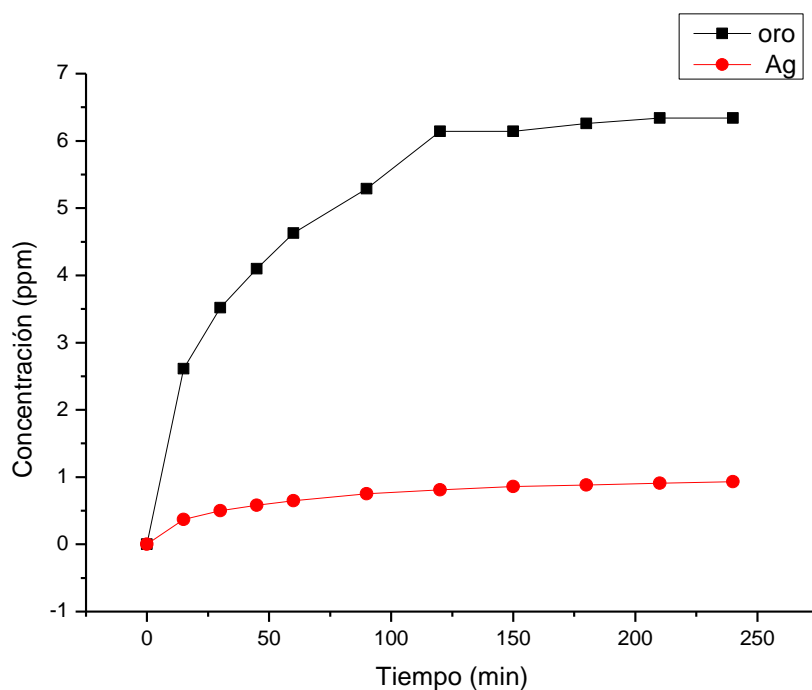
Gráfico 9. Extracción de Au a 700 rpm con diferentes concentraciones de cianuro.



Fuente: Ricardo Guerrero.

En la grafina N° 10 se muestra las curvas cinetica de disilución de oro y plata que se producen en la prueba de agitacion a una velocidad de 700 rrpm teniendo el máximo de recuperaci3n de 34.13% y 9.06% de oro yde plata, respectivamente.

Gráfico 10. Concentraci3n de oro y plata en ppm a 700 rpm.



Fuente: Ricardo Guerrero.

Con los resultados obtenidos del presente trabajo, donde se utilizaron diferentes velocidades de agitaci3n y concentraci3n de cianuro, se determin3 que la mejor lixiviaci3n se obtuvo con una concentraci3n de cianuro de 720 ppm y con una velocidad de 700 rpm, cuyos resultados ser3n empleados para la comparar con los resultados de lixiviaci3n con tiourea.

3.2.2 Determinación de la etapa controlante en el proceso de lixiviación con cianuro.

Con los resultados obtenidos en el proceso de lixiviación de oro se podrá determinar la etapa controlante, utilizando las ecuaciones establecidas en el capítulo anterior.

En la tabla N°12 se demuestra los valores de conversión del oro en el proceso de cianuración a una velocidad de 420 rpm, tomando en consideración todas las concentraciones empleadas en este estudio.

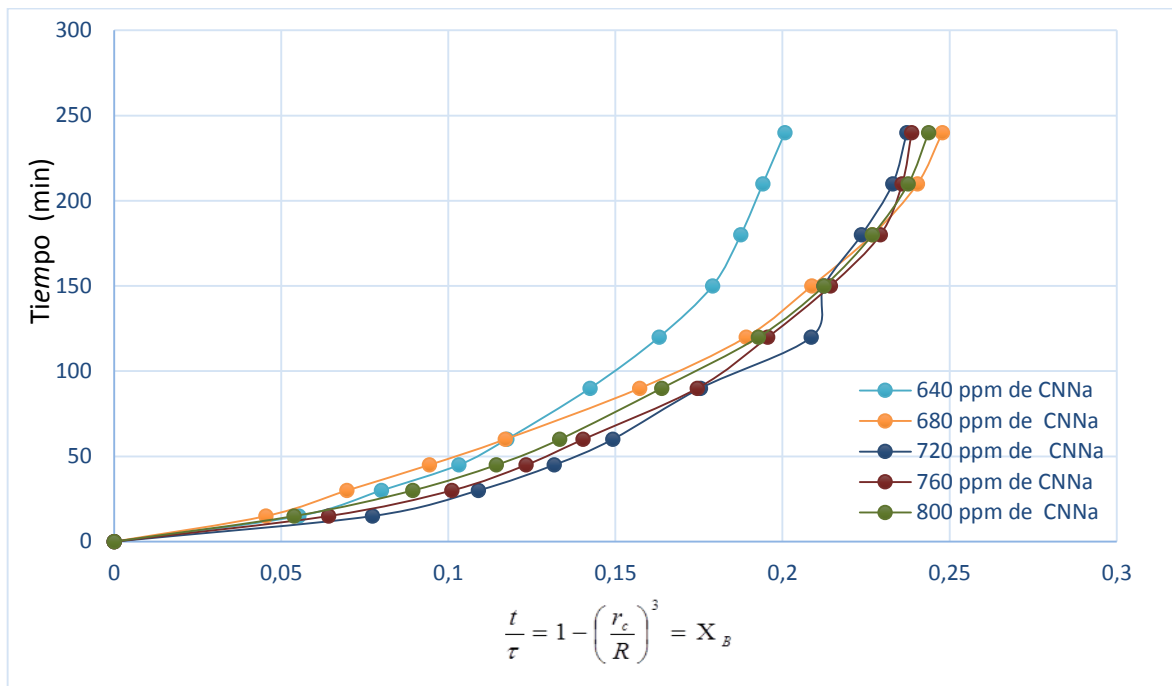
Tabla 12. Conversión de oro en el proceso de lixiviación con cianuro.

Conversión de oro en el proceso de lixiviación					
Tiempo (min)	640 ppm de CNNa	680 ppm de CNNa	720 ppm de CNNa	760 ppm de CNNa	800 ppm de CNNa
0	0	0	0	0	0
15	0,055	0,045	0,077	0,064	0,0539
30	0,079	0,069	0,109	0,101	0,089
45	0,103	0,094	0,132	0,123	0,114
60	0,117	0,117	0,149	0,140	0,133
90	0,142	0,157	0,175	0,175	0,164
120	0,163	0,189	0,209	0,196	0,193
150	0,179	0,209	0,212	0,214	0,212
180	0,188	0,227	0,224	0,229	0,227
210	0,195	0,240	0,233	0,236	0,238
240	0,201	0,248	0,237	0,239	0,244

Fuente: Ricardo Guerrero.

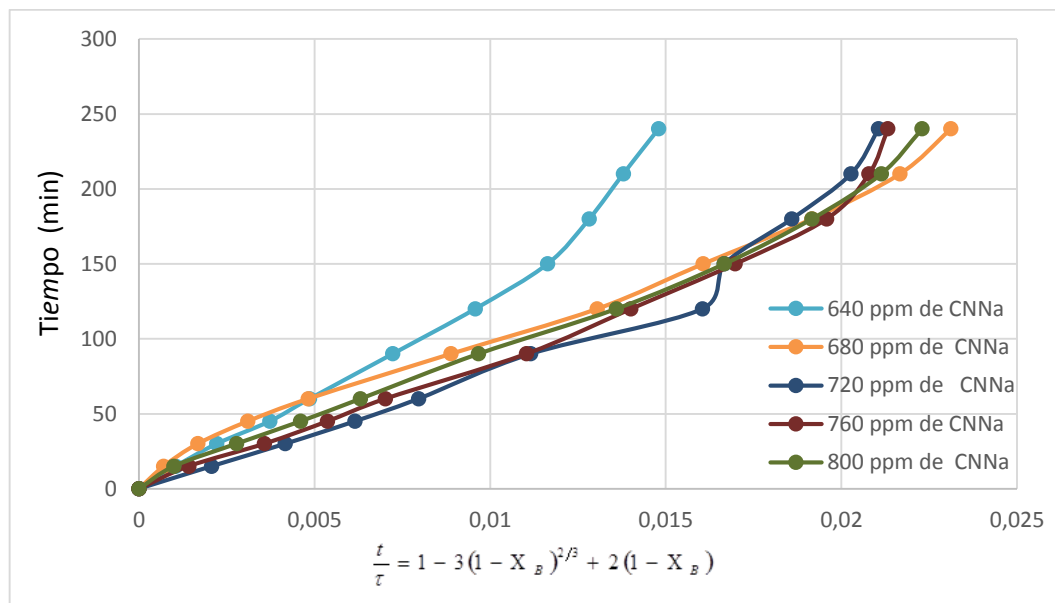
Con los resultados de la conversión de oro y empleando las ecuaciones del capítulo anterior se debe obtener una gráfica lineal, que nos permitió establecer la etapa controlante en el proceso de lixiviación con cianuro.

Gráfico 11. Difusión externa como etapa controlante en proceso de cianuración.



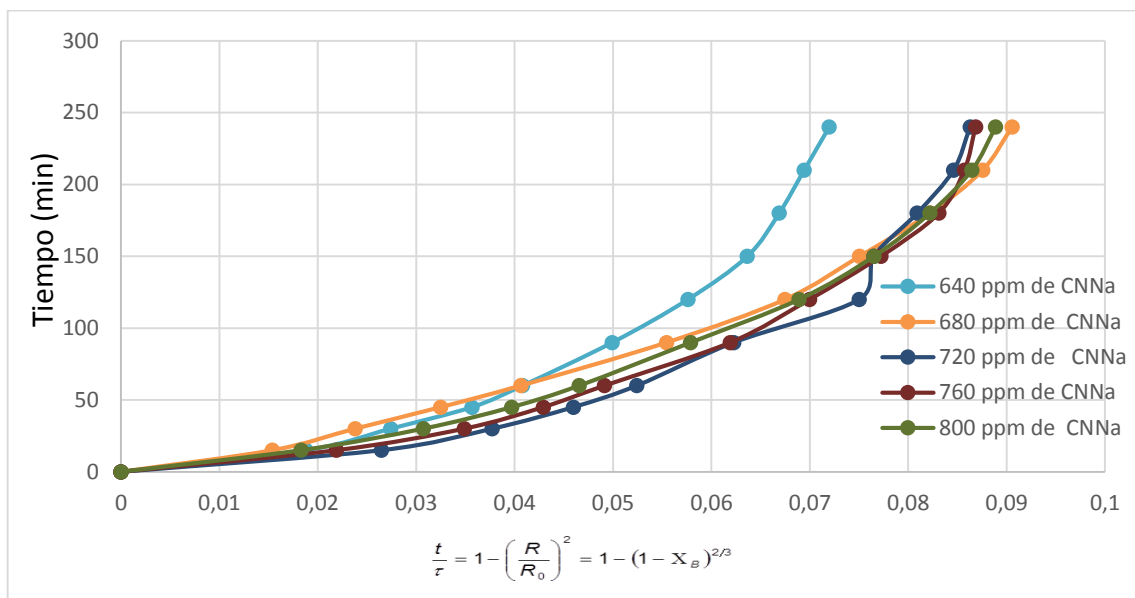
Fuente: Ricardo Guerrero.

Gráfico 12. Difusión a través de la capa de cenizas como etapa controlante en proceso de cianuración.



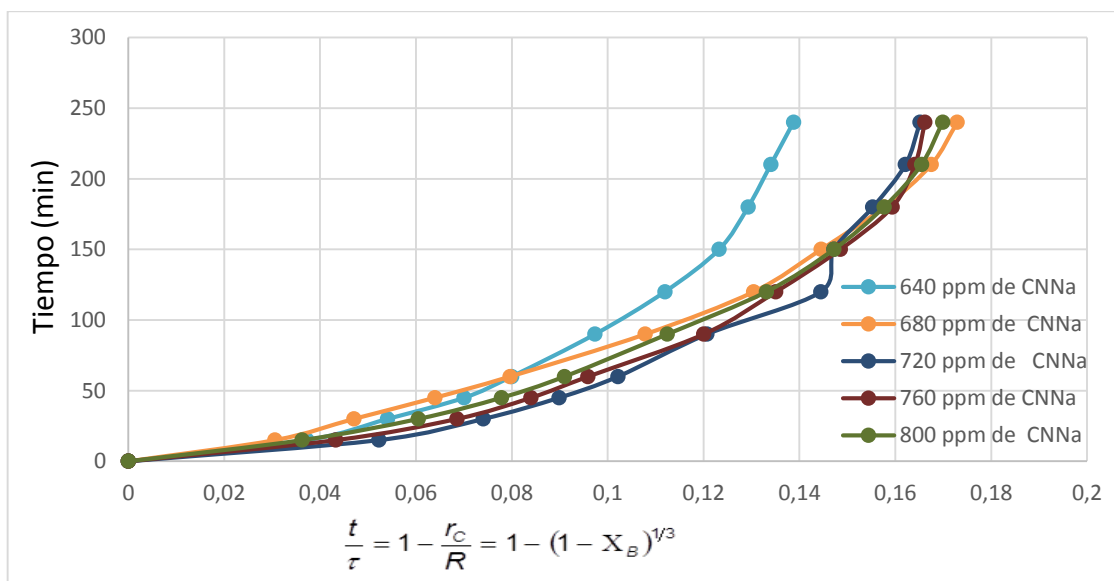
Fuente: Ricardo Guerrero.

Gráfico 13. Reacción química como etapa controlante en proceso de cianuración.



Fuente: Ricardo Guerrero.

Gráfico 14. Difusión externa para partículas esféricas de tamaño decreciente en proceso de cianuración.



Fuente: Ricardo Guerrero.

Mediante el análisis de los datos obtenidos se pudo determinar la etapa controlante de la cinética de disolución del oro. En este respecto, se concluye que hay una etapa controlante que influyen en este mineral concentrado por flotación y es:

- La difusión a través de la capa de cenizas como etapa controlante.

3.3 ANÁLISIS DE LIXIVIACIÓN CON TIOUREA POR AGITACIÓN.

A continuación se presentan los resultados de los estudios realizados en la lixiviación con tiourea por agitación que servirá como marco de referencia para evaluar la recuperación de oro y plata comparados con cianuro.

3.3.1 Prueba de lixiviación con tiourea para análisis de recuperación de oro y plata.

El análisis de los resultados obtenidos en la prueba de lixiviación con tiourea a distintas concentraciones es presentado en la tabla N°13.

Tabla 13. Extracción de Au a diferentes concentraciones de Tiourea.

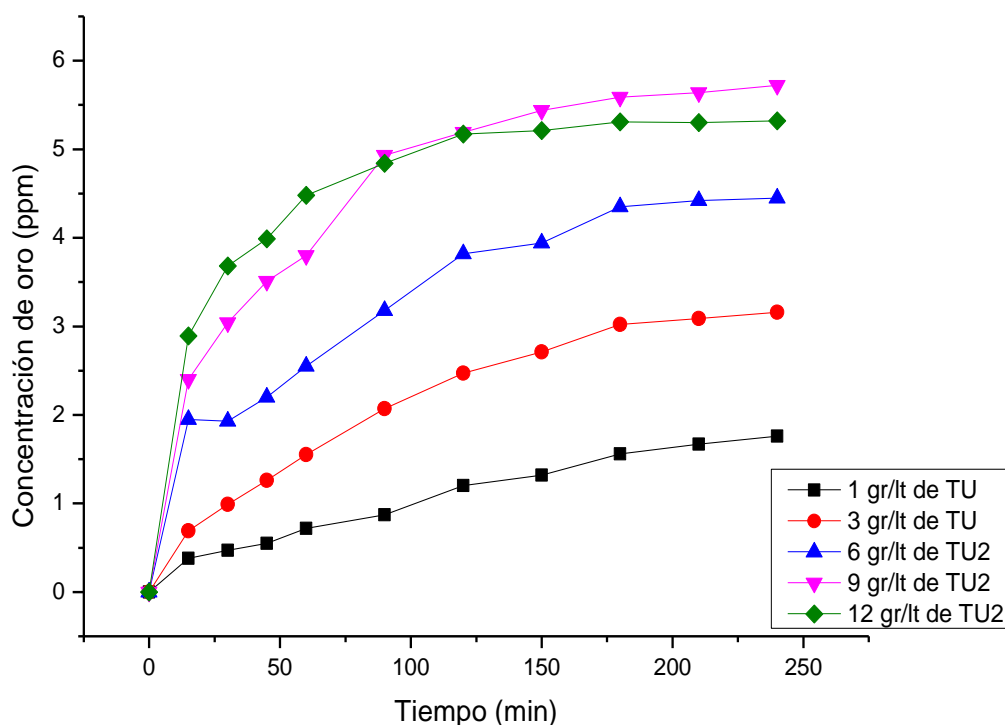
Determinación de oro en el proceso de lixiviación					
Tiempo (min)	1 gr/lit de TU	3 gr/lit de TU	6 gr/lit de TU	9 gr/lit de TU	12 gr/lit de TU
	Concentración de Au en solución en (ppm)				
0	0	0	0	0	0
15	0,38	0,69	1,95	2,4	2,89
30	0,47	0,99	1,93	3,04	3,68
45	0,55	1,26	2,2	3,51	3,99
60	0,72	1,55	2,55	3,8	4,48
90	0,87	2,07	3,18	4,93	4,84
120	1,2	2,47	3,82	5,19	5,17
150	1,32	2,71	3,94	5,44	5,21
180	1,56	3,02	4,35	5,59	5,31
210	1,67	3,09	4,42	5,64	5,3
240	1,76	3,16	4,45	5,72	5,32

Fuente: Ricardo Guerrero.

Con los resultados obtenidos en el proceso de lixiviación con tiourea se determinó que con una concentración de 9 gr/lit se obtuvo la mejor recuperación de oro como lo demuestra la gráfica N°15 y con un potencial de oxidación óptimo se obtuvo el 32,39 % de oro. Por otra parte, la lixiviación de plata con tiourea fue mínima que no se pudo reportar el porcentaje de recuperación.

Entre los análisis realizados se determinó que no interfiere las velocidades de agitación en el proceso de lixiviación siempre que las velocidades sean altas para evitar el asentamiento del mineral.

Gráfico 15. Extracción de Au en ppm en función de TU.



Fuente: Ricardo Guerrero.

3.3.2 Determinación de la etapa controlante en el proceso de lixiviación con tiourea.

Con los resultados obtenidos de los análisis realizados en el proceso de lixiviación de oro se logró determinar la etapa controlante, utilizando las ecuaciones establecidas en el capítulo anterior.

En la tabla N°14 se describe los valores obtenidos en la cinética de conversión del oro con tiourea.

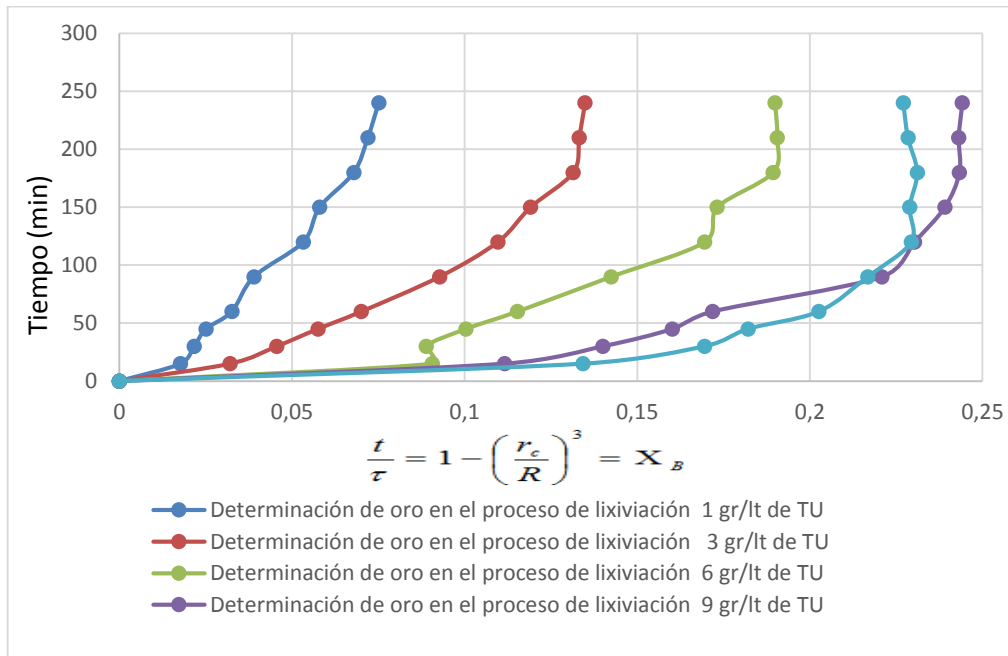
Tabla 14. Conversión de oro en el proceso de lixiviación con Tiourea.

Conversión de oro en el proceso de lixiviación					
Tiempo (min)	1 gr/lit de TU	3 gr/lit de TU	6 gr/lit de TU	9 gr/lit de TU	12 gr/lit de TU
0	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000
15	0,018	0,032	0,091	0,074	0,134
30	0,022	0,046	0,089	0,120	0,169
45	0,025	0,058	0,100	0,131	0,182
60	0,033	0,070	0,115	0,135	0,203
90	0,039	0,093	0,142	0,170	0,217
120	0,053	0,110	0,169	0,188	0,229
150	0,058	0,119	0,173	0,274	0,229
180	0,068	0,131	0,189	0,279	0,231
210	0,072	0,133	0,191	0,282	0,228
240	0,075	0,135	0,190	0,290	0,227

Fuente: Ricardo Guerrero.

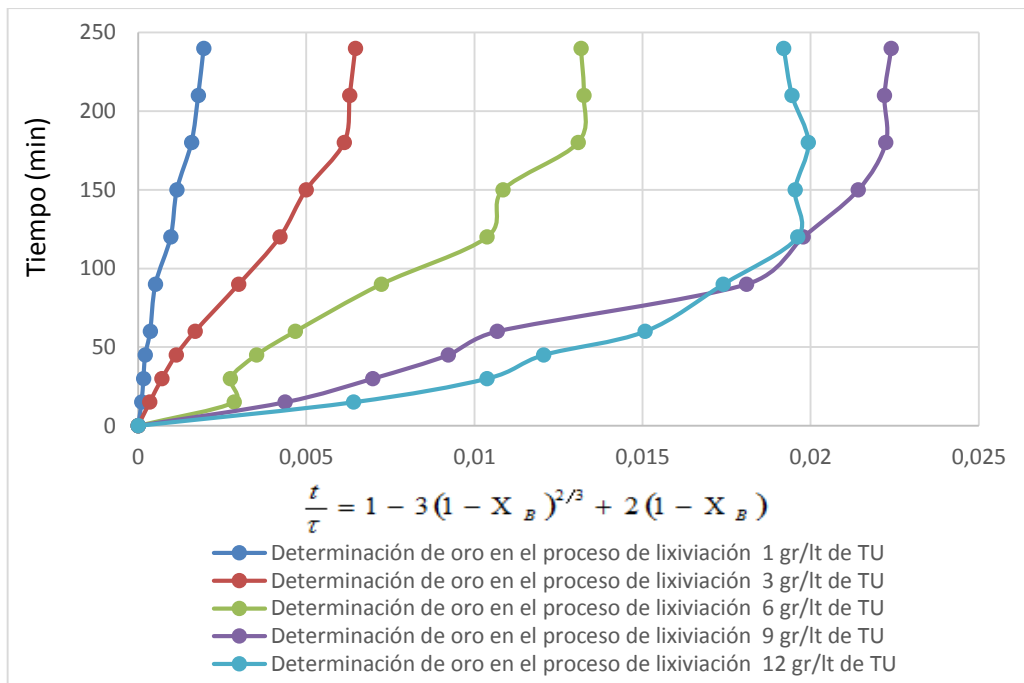
Con los resultados de la conversión de oro y empleando las ecuaciones del capítulo anterior se debe obtener una gráfica lineal que nos permitirá establecer la etapa controlante en el proceso de lixiviación con tiourea.

Gráfico 16. Difusión externa como etapa controlante en lixiviación con Tiourea.



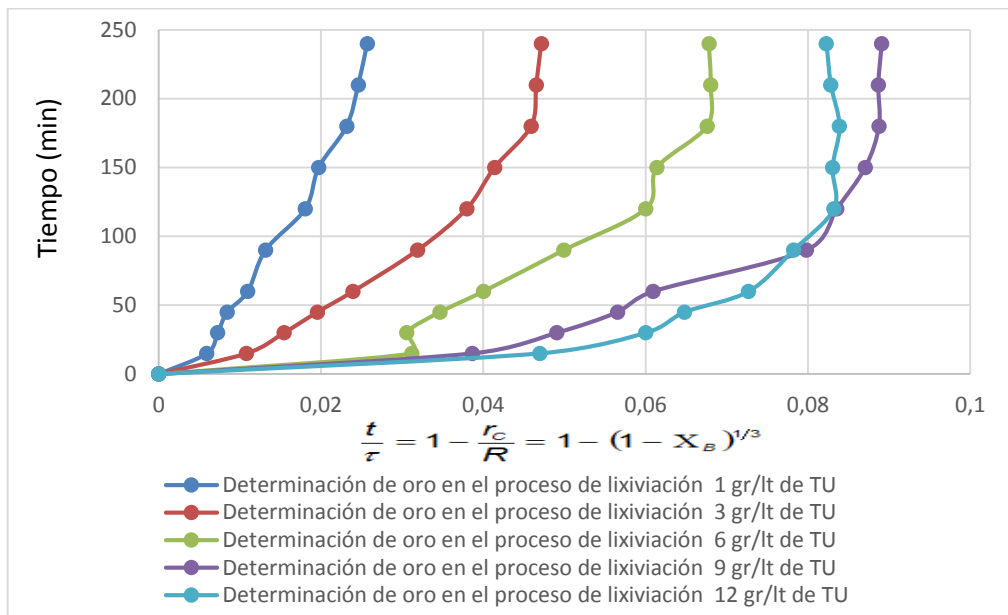
Fuente: Ricardo Guerrero.

Gráfico 17. Difusión a través de la capa de cenizas como etapa controlante en lixiviación con tiourea.



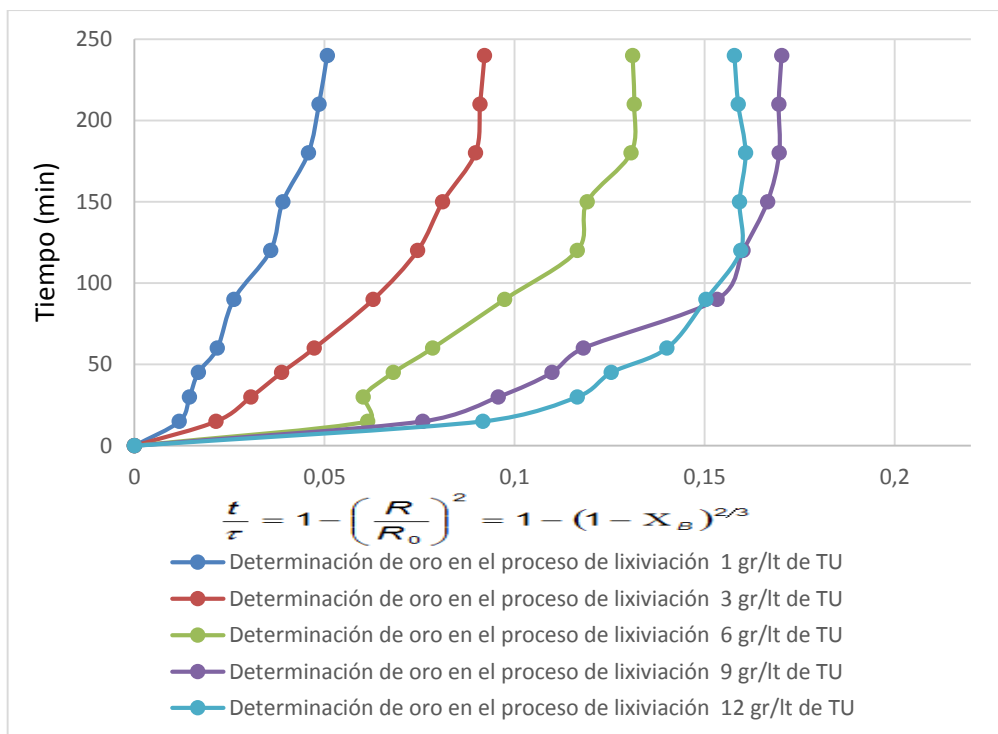
Fuente: Ricardo Guerrero.

Gráfico 18. Reacción química como etapa controlante en proceso de lixiviación con tiourea.



Fuente: Ricardo Guerrero.

Gráfico 19. Difusión externa para partículas esféricas de tamaño decreciente en lixiviación con tiourea.



Fuente: Ricardo Guerrero.

Mediante los datos obtenidos se pudo determinar el control cinético de disolución del oro, considerando los modelos de régimen controlante para la lixiviación con tiourea. Entre los resultados tanto en la parte experimental y analítica se concluyó que la etapa controlante que influyen en este mineral concentrado por flotación es la difusión a través de la capa de cenizas.

3.4 Comparación de la lixiviación con cianuro y tiourea

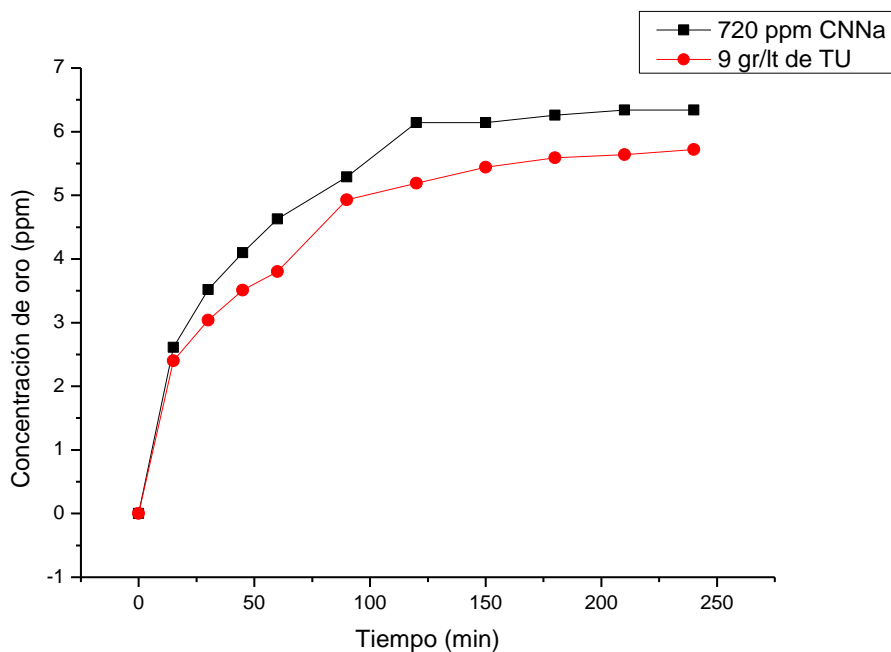
Con la información obtenida entre el proceso de lixiviación de cianuro y tiourea se puede comparar el rendimiento en el proceso de recuperación de oro como lo muestra la tabla N°15 y la gráfica N°20 donde se comparan las curvas cinéticas de lixiviación de mineral concentrado por flotación con cianuro y tiourea teniendo en cuenta los mejores resultados del estudio de lixiviación con tiourea y cianuro.

Tabla 15. Determinación de lixiviación de oro con cianuro y tiourea.

Cinética de lixiviación de oro		
Tiempo (min)	Concentración	
	720 ppm CNNa	9 gr/lit de TU
	Concentración de Au en solución en (ppm)	
0	0	0
15	2,61	2,4
30	3,52	3,04
45	4,1	3,51
60	4,63	3,8
90	5,29	4,93
120	6,14	5,19
150	6,14	5,44
180	6,26	5,59
210	6,34	5,64
240	6,34	5,72

Fuente: Ricardo Guerrero

Gráfico 20. Cinética de lixiviación de Au en ppm con cianuro y tiourea.



Fuente: Ricardo Guerrero

Con resultados obtenidos se demuestra que la disolución de oro con tiourea como un agente lixivante alternativo tiene una baja recuperación a diferencia del cianuro teniendo una recuperación de oro con cianuro del 34,13 % y con tiourea del 32,39% obteniendo una mejor extracción de oro con cianuro, pero una baja recuperación de plata en el proceso de lixiviación de concentrados de flotación.

4 CONCLUSIONES.

Los resultados experimentales permiten concluir lo siguiente.

- Se estableció mediante análisis granulométrico que el mineral concentrado por flotación tiene un tamaño de partículas inferiores a 150 micrones, empleados en el proceso de lixiviación con una ley de cabeza de oro y plata de 106,48 gr/Ton y 58,84 gr/Ton respectivamente.
- La concentración de cianuro para el proceso de lixiviación fue de 640, 680, 720, 760 y 800 mg/lit CNNa y para la lixiviación con tiourea se empleó 1, 3, 6, 9, y 12 gr/lit. Concentraciones óptimas para el proceso de disolución de oro y con velocidades de agitación de 420, 490, 560 y 700 rpm. La disolución de oro con tiourea se logra cuando se obtiene un potencial mayor a 300 mV vs SHE empleando peróxido de hidrogeno como agente oxidante a diferencia del cianuro que emplea el oxígeno presente en la atmosfera como agente oxidante.
- Se determinó que el modelo cinético que mejor se ajusta al proceso desarrollado de lixiviación de minerales concentrados, el cual es difusión a través de la capa de cenizas como etapa controlante en el proceso de lixiviación con cianuro y tiourea.
- De las pruebas de lixiviación por agitación con cianuro y tiourea, las mejores recuperaciones se obtuvieron empleando altas concentraciones de cianuro y tiourea obteniendo una recuperación de oro con cianuro de 34,13 % y con tiourea de 32,39 % dando un bajo rendimiento de recuperación con tiourea.
- Con los resultados obtenidos de recuperación de oro de 34.13% con cianuro y 32.39% con tiourea, se determinó que la tiourea como agente lixivante alternativo tiene una mayor aceptabilidad debido a que es menos contaminante a diferencia del cianuro que es más tóxico para el ser humano y el medio ambiente.

5 RECOMENDACIONES

- Realizar pruebas de lixiviación con diferentes potenciales de oxidación y pH para disminuir el consumo de agente oxidante en el proceso de lixiviación con tiourea y peróxido de hidrogeno.
- Se recomienda que al momento de adicionar el agente oxidante peróxido de hidrogeno se debe tener un control del nivel de pH para que no sobre pase el rango operacional cual es 1,5 a 2.
- Se recomienda hacer pruebas de lixiviación con tiourea y otros agentes oxidantes como sulfato férrico, ozono y determinando el potencial operacional para cada agente oxidante.
- Se recomienda desarrollar más pruebas de laboratorio para comprobar, que la velocidad de disolución de oro es mayor cuanto de emplea altas concentraciones de tiourea entre las concentraciones que se podrían emplear serian de 10 y 11 gr/ lt de tiourea.
- Se recomienda realizar pruebas adicionales de lixiviación con tiourea empleando distintos minerales de compañías mineras pertenecientes a la provincia del Azuay para determinar su variabilidad de la recuperación de oro con tiourea.

FIRMA DE RESPONSABILIDAD.



Ricardo Ignacio Guerrero Rodríguez.
Aspirante.



Dr. Hugo Romero Bonilla Mg. Sc.
Tutor.

6 BIBLIOGRAFÍA

- Arias Arce, V., Coronado Falcón, R., Puente Santibanéz, L., & ..etc. (2005). REFRACTARIEDAD DE CONCENTRADOS AURÍFEROS. *Instituto de Investigación FIGMMG*, 5-14. Recuperado el 12 de 9 de 2015, de http://sisbib.unmsm.edu.pe/bibvirtualdata/publicaciones/geologia/vol8_n16/a01.pdf
- ATSDR. (1997). *División de Toxicología* . ToxFAQsTM.
- ATSDR. (7 de 2006). *Cianuro*. Recuperado el 26 de 4 de 2015, de Agencia para Sustancias Tóxicas y el Registro de Enfermedades: http://www.atsdr.cdc.gov/es/toxfaqs/es_tfacts8.html
- Bustamante Rúa, M. O., Naranjo Gomes, D. M., & Tobón Suárez, C. M. (Octubre de 2012). Estudio de Hidrofobicidad del Oro Nativo. *Dyna*, 79(175), 48. Recuperado el 27 de 9 de 2015, de <http://www.redalyc.org/pdf/496/49624956008.pdf>
- C., S. M. (1983). *Cianuración del Mineral de Oro de El Callao*. LatinAmerican Journal of Metallurgy and Materials, Vol. 3, N° 2, 1983.
- Carrillo Sandoval, M. I. (16 de 8 de 2013). *ESTUDIO COMPARATIVO DE LA LIXIVIACIÓN DE DOS MINERALES AUROARGENTÍFEROS (OXIDADO Y SULFURADO) CON CIANURO Y TIOUREA*. Recuperado el 3 de Febrero de 2015, de Biblioweb: <http://tangara.uis.edu.co/biblioweb/tesis/2013/148325.pdf>
- Carrillo, M., Delgado, J., & Córdoba, E. (2013). LIXIVIACIÓN CON TIOUREA DE DOS MINERALES AUROARGENTÍFEROS SANTANDEREANOS. *Materiales*(5), 319-324. Obtenido de <http://aprendeenlinea.udea.edu.co/revistas/index.php/materiales/article/view/19478/16525>
- Concha, J. (02 de 2011). *Herramienta para Optimizar Procesos de Flotación Mediante Control del Potencial Electroquímico*. Recuperado el 28 de 8 de 2015, de Outotec: http://www.outotec.com/imagevaultfiles/id_1077/cf_2/2011_issue21.pdf
- Conesa Ferrer, J. A. (4 de 11 de 2010). *Reacciones Sólido- fluido no catalíticas*. Recuperado el 5 de 2015, de Tema3_SFnocatalitica_RUA.docx: http://rua.ua.es/dspace/bitstream/10045/15296/3/Tema3_sfNOCATAL_RUA.pdf
- Escalera, S. J. (27 de 03 de 2015). *Tiourea como Agente Lixivante del Oro*. Recuperado el 23 de 07 de 2015, de bolpress: <http://www.bolpress.com/art.php?Cod=2015032701>
- L. Attala (1), R. L. (2007). EVALUACIÓN DE LOS DISTINTOS ANÁLISIS DE LA DETERMINACIÓN DE ORO EN SOLUCIONES CIANURADAS. *Congreso SAM/CONAMET 2007*. San Nicolás.

- L., A., R., L., R., G., & V., B. (7 de 9 de 2007). *EVALUACIÓN DE LOS DISTINTOS ANÁLISIS DE LA DETERMINACIÓN DE ORO EN SOLUCIONES CIANURADAS*. Recuperado el 2 de 4 de 2015, de Congreso SAM/CONAMET 2007 : [http://www.materiales-sam.org.ar/sitio/biblioteca/CONAMET-SAM2007/sam%20conamet%2007/pdf/T%C3%B3pico%2001%20-%20Metalurgia%20Extractiva%20y%20de%20Elaboraci%C3%B3n/01-04%20BazanV%20\(O\).pdf](http://www.materiales-sam.org.ar/sitio/biblioteca/CONAMET-SAM2007/sam%20conamet%2007/pdf/T%C3%B3pico%2001%20-%20Metalurgia%20Extractiva%20y%20de%20Elaboraci%C3%B3n/01-04%20BazanV%20(O).pdf)
- LENNTECH. (s.f.). *ORO- Au*. Recuperado el 23 de 10 de 2015, de Propiedades Químicas del oro: <http://www.lenntech.es/periodica/elementos/au.htm#Efectos%20del%20Oro%20sobre%20la%20salud>
- Levenspiel, O. (2004). *Ingeniería De Las Reacciones Químicas* (TERCERA ed.). (G. NORIEGA, Ed.) Mexico: LIMUSA, S.A. DE C.V. Recuperado el 2 de 4 de 2015, de <https://reaccionesunefa.files.wordpress.com/2012/03/levenspiel3edespanol.pdf>
- Levenspiel, O. (2005). *Ingeniería De Las Reacciones Químicas*. BARCELONA: REVERTÉ, S.A.
- Logsdon, M. J., Hagelstein, K., & Mudder, T. I. (4 de 2001). *EL MANEJO DEL CIANURO EN LA EXTRACCIÓN DE ORO*. Recuperado el 23 de 4 de 2015, de Panorama Minero: <http://www.panoramaminero.com.ar/ICMME.pdf>
- Mine Site. (9 de 7 de 2014). *Oxígeno disuelto*. Recuperado el 21 de 9 de 2015, de Servicios de Laboratorio en Terreno - Oro: <file:///C:/Users/Microsoft/Downloads/ALS%20Mine%20Site%20Laboratory%20Services%20-%20Gold.pdf>
- Miranda C., S., & Suárez G., J. (1983). Cianuración del Mineral de Oro de El Callao. *Latin American Journal of Metallurgy and Materials*, 3(2), 118-119. Recuperado el 2 de 6 de 2015, de <file:///C:/Users/Microsoft/Downloads/RLMM%20Art-83V3N2-p118.pdf>
- Pavez, O. (26 de 03 de 2009). *Apuntes Concentración de Minerales I*. Recuperado el 13 de 7 de 2014, de DEPARTAMENTO DE INGENIERIA EN METALURGIA: <http://www.metalurgia.uda.cl/apuntes/Pavez/APUNTES%20DE%20CONCENTRACION%20DE%20MINERALES%20I.pdf>
- RAPAL Uruguay. (11 de 2012). *Minería con cianuro y liberación de mercurio*. Recuperado el 23 de 07 de 2014, de Mercurio, cianuro, minería y contaminación: http://www.rapaluruguay.org/agrotoxicos/COPs/Prensa/Mercurio_cianuro_mineria_contaminacion.pdf
- Romero, A. A., & Flores, S. L. (2010). La influencia de la velocidad de agitación en la lixiviación dinámica de minerales alterados. *Revista del Instituto de Investigaciones FIGMMG*, 135.

- Rudyard, T. (20 de 1 de 2010). *Tioureacion*. Recuperado el 4 de 8 de 2014, de Tesis Electro-lxivación de Oro con tiourea: <http://dspace.universia.net/handle/2024/549>
- Salager, J. L. (25 de 02 de 1992). *El MUNDO de los SURFACTANTES*. Recuperado el 23 de 7 de 2015, de FIRP: <http://www.firp.ula.ve/archivos/cuadernos/S311A.pdf>
- Salager, J. L., & Forgiarini de Guedez, A. (20 de 02 de 2008). *FUNDAMENTOS DE LA FLOTACION*. Recuperado el 16 de 8 de 2014, de Laboratorio FIRP: <http://www.firp.ula.ve/archivos/cuadernos/335a.pdf>
- Sandoval, F. (2001). La Pequeña Minería en el Ecuador. *Mining, Minerals and Sustainable Development*(75), 3-4. Recuperado el 12 de 9 de 2014, de [http://www.responsiblemines.org/attachments/218_asm_ecuador\(ESP\).pdf?phpMyAdmin=cde87b62947d46938306c1d6ab7a0420](http://www.responsiblemines.org/attachments/218_asm_ecuador(ESP).pdf?phpMyAdmin=cde87b62947d46938306c1d6ab7a0420)
- SantanaC. , J., Torres T., J., & ...etc. (10 de 10 de 2002). *Flotación*. Recuperado el 24 de 10 de 2015, de monografias: <http://www.alipso.com/monografias/flotacion/>
- Tobón Suárez, C. M. (01 de 31 de 2013). *bdigital*. Recuperado el 23 de 10 de 2015, de Estudio de la Hidrofobicidad de Oro Nativo y su Efecto en la Flotación Espumante Directa: <http://www.bdigital.unal.edu.co/11673/1/43435771.2014.pdf>

ANEXO

Anexo A

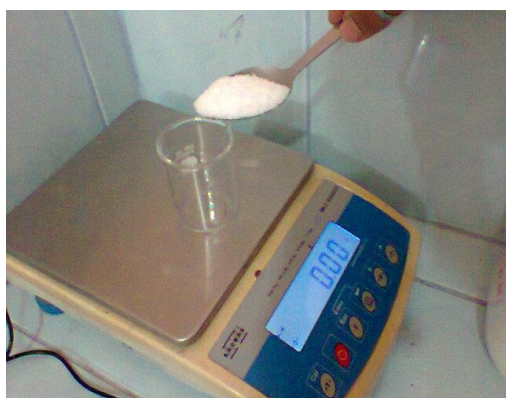
Anexo 1 Prueba de tamizado.



Anexo 2. Pesada de muestra de mineral.



Anexo 3. Pesada de reactivos



Anexo 4. Tanques de agitación.



Anexo 5. Pruebas de Agitación.



Anexo 6. Medición de pH.



Anexo 7. Filtración de la muestra.



Anexo 8. Análisis de concentración de cianuro y tiourea por volumetría.



Anexo 9. Determinación de oro y plata por espectrofotometría AA.



Anexo 10. Pruebas de potencial de oxidación para lixiviación con tiourea.



Anexo 11. Equipos de protección y de dosificación de reactivos.



Anexo B

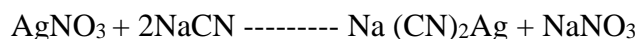
TITULACIÓN DE CIANURO Y TIOUREA

Para la titulación de cianuro y tiourea se empleara el método analítico por volumetría.

- Procedimiento analítico para la determinación cuantitativa del Cianuro en solución.

Método de titulación con nitrato de plata (AgNO_3).

Para la determinación de cianuro se empleó nitrato de plata como agente titulador y yoduro de potasio como indicador, basándose a la siguiente reacción.



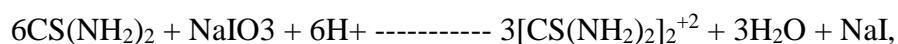
Concentraciones de reactivos.

- Yoduro de potasio KI 0,06 M.
- Nitrato de plata AgNO_3 0.0127 M.

- Procedimiento analítico para la determinación cuantitativa de Tiourea en solución.

Método de titulación con yodato de sodio (NaIO_3).

Para la determinación de tiourea se empleó yodato de sodio como agente titulador y solución de almidón como indicador en un medio ácido empleando ácido sulfúrico para acidificar la solución, la determinación de consumo tiourea es basándose a la siguiente reacción.



Concentración de reactivos.

- Yodato de sodio NaIO_3 a 0,1 M.
- Ácido sulfúrico a 1M
- Solución de almidón (2%)

El punto final de la titulación es indicado visualmente por el color violeta del complejo almidón-yoduro.