



**UNIVERSIDAD DEL AZUAY**  
**FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA**  
**ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS**

**“Recuperación de oro con cianuro sódico y tiourea como  
agentes lixiviantes, variando fracción de sólidos,  
concentraciones y tiempo”**

Trabajo de graduación previo a la obtención del título de:

**INGENIERO EN MINAS**

**Autor:**

**DANNY HERNAN LALVAY TOLEDO**

**Director:**

**ING. EDUARDO ANDRÉS LUNA MÉNDEZ**

**CUENCA - ECUADOR**

**2023**

## **DEDICATORIA**

Este trabajo va dedicado principalmente a Dios, por haberme dado vida, inspiración y fuerza en aquellos momentos de dificultad y debilidad para continuar en este proceso de obtener una de las metas más deseadas de mi vida.

A mis padres Hilda, Rómulo y Rosa, por su amor incondicional y su constante apoyo en todas las etapas de mi vida. Sin su dedicación y sacrificio, no habría podido lograr esta gran meta. Ellos siempre han creído en mí y me han animado a seguir adelante, incluso en los momentos más difíciles. Su amor y apoyo son lo que me ha dado la fuerza para continuar y alcanzar mis metas.

Quiero agradecerles a mis hermanos Mónica, Tania, Byron y Karina por todo lo que han hecho por mí, por enseñarme el valor de la perseverancia y la determinación; sus palabras y consejos han sido de aliento para alcanzar mis metas.

A mis amigos de estudio Brayan, Mayra, Adriana y Jessica, con los que compartí largas noches de desvelo, pruebas imposibles y trabajos interminables, sus consejos y apoyo han sido inestimables. A mis dos mejores amigas Angie y Karen, que me han ayudado a mantener una perspectiva positiva en los momentos más difíciles. Sus risas y buenos momentos han sido un gran alivio en momentos de estrés.

Esta tesis es una muestra del esfuerzo y dedicación de todas estas personas y estoy profundamente agradecido por su apoyo.

## **AGRADECIMIENTOS**

Quiero expresar mi más sincero agradecimiento a todas las personas que han contribuido a la realización de esta tesis. En primer lugar, quiero agradecer a la Universidad del Azuay y todos los docentes que fueron mis profesores por compartir su conocimiento.

Un agradecimiento especial a mi tutor de tesis, el Ing. Eduardo Luna por su valiosa orientación, paciencia y dedicación en guiarme a través del proceso de investigación y escritura. Sin su experiencia y conocimiento esta tesis no habría sido posible. Agradezco su tiempo y esfuerzo en ayudarme a desarrollar y perfeccionar mi trabajo. Así mismo al Ing. Fernando Valencia e Ing. Leonardo Núñez por el apoyo y conocimiento compartido tanto en mi vida estudiantil como para la realización de esta tesis.

Finalmente agradezco a toda mi familia y amigos por su apoyo incondicional en cada etapa de mi vida.

## ÍNDICE DE CONTENIDO

<b>DEDICATORIA .....</b>	<b>ii</b>
<b>AGRADECIMIENTOS .....</b>	<b>iii</b>
<b>ÍNDICE DE CONTENIDO .....</b>	<b>iv</b>
<b>ÍNDICE DE FIGURAS.....</b>	<b>viii</b>
<b>ÍNDICE DE TABLAS.....</b>	<b>x</b>
<b>ÍNDICE DE ANEXOS .....</b>	<b>xii</b>
<b>RESUMEN.....</b>	<b>xiii</b>
<b>ABSTRACT.....</b>	<b>xiv</b>
<b>INTRODUCCIÓN .....</b>	<b>1</b>
<b>CAPÍTULO 1.....</b>	<b>3</b>
<b>ASPECTOS GENERALES Y MARCO TEÓRICO.....</b>	<b>3</b>
1. Marco teórico .....	3
1.1. Antecedentes .....	3
1.2. Pequeña minería del Ecuador .....	4
1.3. Oro .....	6
1.3.1. Usos .....	6
1.4. Minerales auríferos .....	7
1.5. Hidrometalurgia .....	8
1.6. Tratamiento de minerales auríferos .....	10
1.6.1. Proceso de decantación en contracorriente.....	10
1.6.2. Lixiviación in situ.....	11
1.6.3. Lixiviación en pila.....	11
1.6.4. Lixiviación en vats .....	15

1.6.5.	Lixiviación por agitación.....	16
1.7.	Cianuración.....	18
1.7.1.	Termodinámica de la cianuración .....	19
1.7.2.	Concentraciones óptimas de cianuro .....	20
1.7.3.	Efecto del tamaño de la partícula en la disolución de oro.....	21
1.7.4.	Efecto del oxígeno sobre la disolución de oro .....	21
1.7.5.	Efecto de la alcalinidad .....	22
1.8.	Tioureaación .....	22
1.8.1.	Concentraciones optimas de tiourea.....	23
1.8.2.	Control de pH .....	24
1.8.3.	Agente oxidante.....	24
1.9.	Análisis químico para determinar la cantidad de oro .....	24
1.10.	Índices metalúrgicos.....	26
1.10.1.	Balance de masas.....	26
1.10.2.	Clasificación de los Índices Metalúrgicos.....	27
1.11.	Datos de muestra .....	31
1.11.1.	Procedencia de la muestra .....	31
1.11.2.	Coordenadas del área de estudio .....	32
1.12.	Geología .....	34
1.12.1.	Geología regional .....	34
1.12.2.	Geología local.....	34
	<b>CAPÍTULO 2.....</b>	<b>36</b>
	<b>EXPERIMENTACIÓN .....</b>	<b>36</b>
2.	Metodología aplicada.....	36
2.1.	Construcción de tres celdas de lixiviación.....	36

2.1.1.	Fuente de poder .....	36
2.1.2.	Motor eléctrico de corriente continua .....	37
2.1.3.	Funcionamiento del agitador eléctrico digital .....	37
2.2.	Obtención de la muestra .....	37
2.3.	Caracterización del material .....	38
2.4.	Equipos e insumos .....	39
2.4.1.	Equipos de lixiviación .....	39
2.4.2.	Equipos auxiliares. ....	39
2.4.3.	Reactivos .....	40
2.5.	Conminución.....	40
2.6.	Regulación de las rpm del agitador.....	41
2.7.	Preparación de muestras .....	43
2.7.1.	Densidad de la pulpa, masa de sólidos y masa de agua.....	44
2.7.2.	Parámetros a utilizar para las pruebas de lixiviación .....	48
2.8.	Ejecución de pruebas .....	50
2.8.1.	Pruebas con cianuro.....	50
2.8.2.	Pruebas con tiourea .....	52
2.9.	Análisis de concentrado .....	54
2.10.	Análisis de la ley de cabeza .....	55
2.10.1.	Análisis al 15% de sólidos.....	55
2.10.2.	Análisis al 30% de sólidos.....	56
<b>CAPÍTULO 3.....</b>		<b>58</b>
<b>ANÁLISIS DE RESULTADOS .....</b>		<b>58</b>
3.	Tablas y gráficas de los resultados.....	58
3.1.	Resultados de las pruebas de cianuración.....	62

3.2.	Resultados de las pruebas de tioureación .....	64
3.3.	Comparativa entre la cianuración y la tioureación .....	65
3.4.	Obtención de variables óptimas .....	70
3.4.1.	Lixiviación al 15% de fracción de sólidos .....	70
3.4.2.	Lixiviación al 30% de fracción de sólidos .....	71
	<b>CONCLUSIONES</b> .....	<b>72</b>
	<b>RECOMENDACIONES</b> .....	<b>73</b>
	<b>BIBLIOGRAFÍA</b> .....	<b>74</b>
	<b>ANEXOS</b> .....	<b>77</b>

## ÍNDICE DE FIGURAS

<b>Figura 1.1</b> Explotación de oro en el Ecuador.....	5
<b>Figura 1.2</b> Exportaciones de oro y plata .....	5
<b>Figura 1.3</b> Colores de oro.....	7
<b>Figura 1.4</b> Secuencia de etapas físico-químicas de la hidrometalurgia .....	9
<b>Figura 1.5</b> Diagrama de flujo del proceso de decantación en contracorriente.....	10
<b>Figura 1.6</b> Lixiviación in situ.....	11
<b>Figura 1.7</b> Prueba de lixiviación en columna.....	14
<b>Figura 1.8</b> Pila de lixiviación a escala piloto .....	15
<b>Figura 1.9</b> Diagrama de flujo esquemático de la planta.....	16
<b>Figura 1.10</b> Tanque de lixiviación por agitación .....	17
<b>Figura 1.11</b> Tanque pachuca .....	18
<b>Figura 1.12</b> Diagrama Eh – pH para el sistema oro y aurocianuros .....	20
<b>Figura 1.13</b> Efecto de la Tiourea sobre la disolución del oro .....	23
<b>Figura 1.14</b> Efecto del pH sobre la velocidad de disolución de oro .....	24
<b>Figura 1.15</b> Diagrama de flujo del método de determinación de oro por ensayo al fuego .....	26
<b>Figura 1.16</b> Esquema de un concentrador con dos productos.....	27
<b>Figura 1.17</b> Ubicación geográfica.....	33
<b>Figura 2.1</b> Tamiz Humboldt malla 200.....	38
<b>Figura 2.2</b> Material Triturado .....	40
<b>Figura 2.3</b> Material pulverizado, pasante malla 200.....	41
<b>Figura 2.4</b> Rpm obtenidas a diferente voltaje .....	42
<b>Figura 2.5</b> Pruebas de lixiviación.....	51
<b>Figura 2.6</b> Muestras recolectadas después de las pruebas .....	53



<b>Figura 3.1</b> Concentración de oro a 0.3 g/l, 0.6 g/l, 0.9 g/l de cianuro a 15% ØP .....	63
<b>Figura 3.2</b> Concentración de oro a 0.3 g/l, 0.6 g/l, 0.9 g/l de cianuro a 30% ØP .....	64
<b>Figura 3.3</b> Concentración de oro a 4 g/l, 8 g/l, 12 g/l de tiourea a 15% ØP .....	64
<b>Figura 3.4</b> Concentración de oro a 4 g/l, 8 g/l, 12 g/l de tiourea a 30% ØP .....	65
<b>Figura 3.5</b> Concentración de oro a 0.3 g/l de cianuro y 4 g/l de tiourea al 15 ØP .....	66
<b>Figura 3.6</b> Concentración de oro a 0.6 g/l de cianuro y 8 g/l de tiourea al 15 ØP .....	67
<b>Figura 3.7</b> Concentración de oro a 0.9 g/l de cianuro y 12 g/l de tiourea al 15 ØP .....	67
<b>Figura 3.8</b> Concentración de oro a 0.3 g/l de cianuro y 4 g/l de tiourea al 30 ØP .....	68
<b>Figura 3.9</b> Concentración de oro a 0.6 g/l de cianuro y 8 g/l de tiourea al 30 ØP .....	69
<b>Figura 3.10</b> Concentración de oro a 0.9 g/l de cianuro y 12 g/l de tiourea al 30 ØP .....	69
<b>Figura 3.11</b> Variables optimas de cianuro y tiourea al 15 ØP .....	70
<b>Figura 3.12</b> Variables óptimas de cianuro y tiourea al 30 ØP .....	71

## ÍNDICE DE TABLAS

<b>Tabla 1.1</b> Efecto del oxígeno sobre la velocidad de disolución de oro .....	22
<b>Tabla 1.2</b> Índices de concentración .....	31
<b>Tabla 1.3</b> Coordenadas del área minera .....	32
<b>Tabla 1.4</b> Formaciones geológicas y depósitos superficiales presentes en el cantón pasaje. .....	35
<b>Tabla 2.1</b> rpm obtenidas a diferentes voltios .....	42
<b>Tabla 2.2</b> Número de pruebas a una fracción de sólidos del 15% .....	44
<b>Tabla 2.3</b> Número de pruebas a una fracción de sólidos del 30% .....	44
<b>Tabla 2.4</b> Parámetros para cada prueba con cianuro .....	49
<b>Tabla 2.5</b> Parámetros para cada prueba con tiourea.....	50
<b>Tabla 2.6</b> Resultados de las pruebas de absorción atómica a una fracción de sólidos del 15% .....	54
<b>Tabla 2.7</b> Resultados de las pruebas de absorción atómica a una fracción de sólidos del 30% .....	55
<b>Tabla 3.1</b> Extracción de Au a diferentes concentraciones de cianuro al 15% de fracción de sólidos .....	58
<b>Tabla 3.2</b> Porcentaje de recuperación de Au a diferentes concentraciones de cianuro al 15% de fracción de sólidos .....	59
<b>Tabla 3.3</b> Extracción de Au a diferentes concentraciones de cianuro al 30% de fracción de sólidos .....	59
<b>Tabla 3.4</b> Porcentaje de recuperación de Au a diferentes concentraciones de cianuro al 30% de fracción de sólidos .....	60
<b>Tabla 3.5</b> Extracción de Au a diferentes concentraciones de tiourea al 15% de fracción de sólidos .....	60

<b>Tabla 3.6</b> Porcentaje de recuperación de Au a diferentes concentraciones de tiourea al 15% de fracción de sólidos.....	61
<b>Tabla 3.7</b> Extracción de Au a diferentes concentraciones de tiourea al 30% de fracción de sólidos .....	61
<b>Tabla 3.8</b> Porcentaje de recuperación de Au a diferentes concentraciones de tiourea al 30% de fracción de sólidos.....	62
<b>Tabla 3.9</b> Parámetros para la comparativa entre el cianuro y la tiourea .....	66

## ÍNDICE DE ANEXOS

<b>Anexo 1.</b> Manual del Agitador.....	79
<b>Anexo 2.</b> Análisis de difracción de rayos X (muestra fina).....	80
<b>Anexo 3.</b> Determinacion de la lay del mineral. ....	81
<b>Anexo 4.</b> Insumos y equipos usados (tiras de pH, cianuro sódico, tiourea, equipo de lixiviación, ácido clorhídrico, cal, balanza analítica).....	83
<b>Anexo 5.</b> Resultados de las pruebas de lixiviacion.....	85

**“RECUPERACIÓN DE ORO CON CIANURO SÓDICO Y TIOUREA COMO AGENTES LIXIVIANTEs, VARIANDO FRACCIÓN DE SÓLIDOS, CONCENTRACIONES Y TIEMPO”**

**RESUMEN**

El siguiente proyecto de investigación tuvo por objetivo evaluar la eficiencia del cianuro y la tiourea utilizados para la lixiviación de material aurífero, buscando determinar cuál de los dos permite una mayor recuperación de oro. Para ello, se realizaron pruebas de lixiviación en celdas a escala de laboratorio que fueron creadas como parte del trabajo de titulación. Para la realización de los ensayos se varió los siguientes parámetros operacionales: fracción de sólidos (15%, 30%), tiempo de lixiviación (150 min, 300 min, 450 min y 600 min), concentración de cianuro (0.3 g/l, 0.6 g/l, 0.9 g/l,) y tiourea (4 g/l, 8 g/l, 12 g/l).

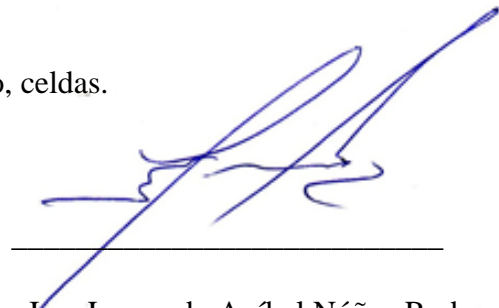
Se realizó un total de 48 experimentos; después de las pruebas se determinó que a una fracción de sólidos del 15% y con un tiempo de 600 min, la tiourea logró una recuperación del 98%. Por otro lado, para una fracción de sólidos del 30% y con el mismo tiempo, el cianuro recuperó el 89.8%.

**Palabras clave:** Lixiviación, cianuro, tiourea, oro, celdas.



Ing. Eduardo Andrés Luna Méndez

**Director del Trabajo de Titulación**



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

**Coordinador de Escuela**



Danny Hernán Lalvay Toledo

**Autor**

**"GOLD RECOVERY WITH SODIUM CYANIDE AND THIOUREA AS LEACHING AGENTS, VARYING SOLIDS FRACTION, CONCENTRATIONS AND TIME".**

**ABSTRACT**

The following research project had the objective of evaluating the efficiency of cyanide and thiourea used for the leaching of gold-bearing material; seeking to determine which of the two allows a higher gold recovery. For this purpose, leaching tests were carried out in laboratory scale cells that were created as part of the titration work. The following operational parameters were varied for the tests: solids fraction (15%, 30%), leaching time (150 min, 300 min, 600 min and 600 min), cyanide concentration (0.3 g/l, 0.6 g/l, 0.9 g/l) and thiourea (4 g/l, 8 g/l, 12 g/l).

A total of 48 experiments were carried out. After the tests, it was determined that at a solids fraction of 15% and with a time of 600 min, thiourea achieved a recovery of 98%. On the other hand, for a solids fraction of 30% and with the same time, cyanide recovered 89.8%.

**Key words:** Leaching, cyanide, thiourea, gold, cells.



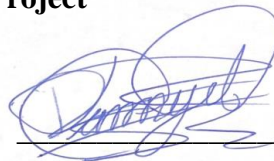
Ing. Eduardo Andrés Luna Méndez

**Director of the Degree Project**



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

**Coordinator of the School**



Danny Hernán Lalvay Toledo

**Author**



Translated by



Danny Lalvay

Danny Hernán Lalvay Toledo

Trabajo de Titulación

Ing. Eduardo Luna

Febrero, 2023

**“RECUPERACIÓN DE ORO CON CIANURO SÓDICO Y TIOUREA COMO  
AGENTES LIXIVIANTES, VARIANDO FRACCIÓN DE SÓLIDOS,  
CONCENTRACIONES Y TIEMPO”**

**INTRODUCCIÓN**

Uno de los grandes problemas que vive la minería metálica ecuatoriana es la recuperación de los metales preciosos como el oro. Para ello, se utiliza principalmente el proceso de lixiviación, el cual en muchas de las plantas de beneficio se utiliza para este fin el cianuro sódico, el cual ha sido implementado en el país por varias décadas.

La implementación del cianuro ofrece un alto índice de recuperación de oro y es económicamente rentable; sin embargo, debido a su carácter tóxico tanto para la naturaleza y para el ser humano, se ha limitado su uso en algunos países, por lo cual se ha buscado nuevos agentes lixiviantes para la recuperación de este metal. Entre ellos se presenta la tiourea como un agente amigable con el medio ambiente, incluso en algunos casos ha presentado un mayor porcentaje de recuperación en comparación con el cianuro a escala de laboratorio.

Razón por la cual se ha decidido realizar una lixiviación utilizando cianuro y tiourea, con el mismo material aurífero, a iguales: revoluciones por minuto, tiempo de agitación y el mismo agente oxidante, para de esta manera determinar los parámetros operacionales óptimos tanto para la cianuración y la tioureación.

Para la realización de las pruebas se diseñó y construyó tres celdas de lixiviación a escala de laboratorio, en donde se implementó un regulador de revoluciones por minuto, para

realizar las pruebas, las cuales servirán para futuras investigaciones en el laboratorio de la Escuela de Ingeniería en Minas.

Una vez obtenidos los resultados, se analizaron para determinar su porcentaje de recuperación y de esta manera poder tener una idea sobre la utilización de la tiourea en los procesos metalúrgicos, determinado que al igual que el cianuro es viable su uso en la recuperación del oro.



## CAPÍTULO 1

### ASPECTOS GENERALES Y MARCO TEÓRICO

#### 1. Marco teórico

##### 1.1. Antecedentes

En el presente apartado se va a dar a conocer algunos estudios que comparten similares características con el tema que se va a tratar en esta tesis, adicionalmente se tomaron algunas pautas que servirán como guía para resolver la problemática planteada.

El Oro – Ecuador, (Guerrero, 2019) en su artículo de investigación titulado “Efectos de la velocidad de agitación en la cinética de lixiviación con tiourea de minerales flotados de oro” expone que a una velocidad de agitación de 700 rpm, se obtuvieron los mejores resultados de concentración de oro en solución tanto para lixiviación con cianuro y tiourea; además indica que a concentraciones de tiourea de 9 g/l y de cianuro de 720 ppm se obtiene una mayor recuperación de Au.

Tunja – Colombia, (Santamaría, 2013) en su artículo científico titulado “Comparación de cianuro y tiourea como agentes lixiviantes de un mineral aurífero colombiano” Establece que si la cianuración se trabaja con un pH que va de 9.5 a 10.6 y en la tioureación se trabaja con un pH fue de 1.8 a 2.7, los resultados obtenidos establecen que con una agitación de 800 rpm y con una concentración de cianuro de 0.013 g por cada 100 g de mineral se obtiene una recuperación de oro del 68.78% y con tiourea a una concentración de 1.5 g por 100 g de mineral la recuperación fue de 87.27%.

## **1.2. Pequeña minería del Ecuador**

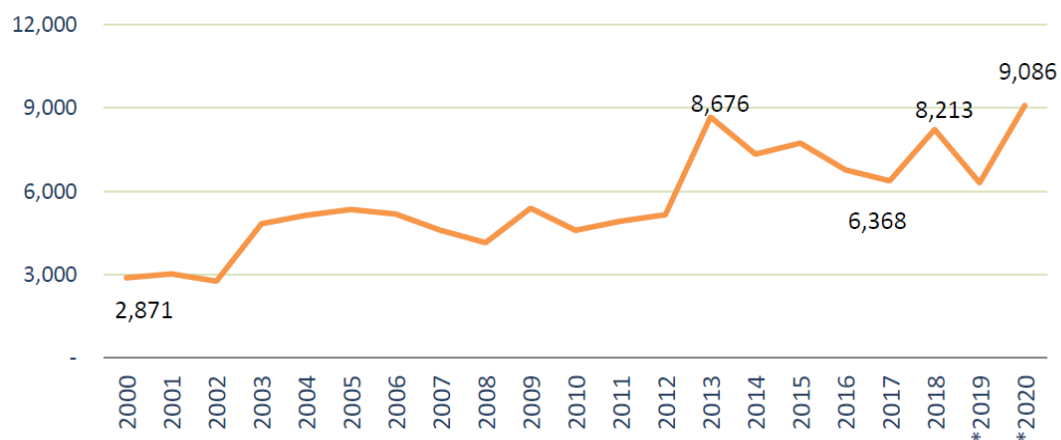
Se entiende por minería a la extracción, explotación y aprovechamiento de minerales con fines económicos, que con el pasar del tiempo se han ido aglomerando en la superficie terrestre, los minerales se los pueden clasificar en: minerales metálicos y no metálicos.

La pequeña minería comienza su surgimiento en los años 70, esto en consecuencia a la quiebra de la Compañía Industrial Minera Asociada (CIMA), que se dedicaba a la explotación al sur del país (Portovelo-Zaruma), y al crecimiento del precio del oro. Las condiciones de estas actividades mineras eran en muchas de las veces precarias e informales. (Sandoval, 2001)

En los años 80 emergieron nuevos frentes de trabajo en los sectores de Nambija y Ponce Enríquez, esto debido al incremento de los precios del oro. En el caso de la Ponce Enríquez, los mineros fueron descubriendo vetas de oro, también se reportaron sectores con una ley de 150 gramos por tonelada en zonas poco profundas, lo que desato el surgimiento descontrolado de varios asentamientos mineros. En el caso de Nambija se descubrieron betas y bolsonados de oro a muy poca profundidad, lo que atrajo a una gran cantidad de mineros, denominando al sector como “gold rush”. (Sandoval, 2001)

En la década de los 90 se comienza a ver una minera más planificada con la incorporación de nuevas formas de organización, maquinaria moderna y planificación técnica.

A partir del año 2000 la producción y exportación del oro ha ido en aumento, como lo podemos ver en la figura 1.1.



**Figura 1.1** Explotación de oro en el Ecuador

**Fuente:** (Banco Central del Ecuador, 2021)

Año	Kilogramos	USD Precio Dólares FOB	Valor Unitario Dólares/kg
2005	5,111	17,358,576	3,397
2006	4,432	34,453,348	7,774
2007	6,399	67,074,615	10,481
2008	4,387	90,386,771	20,602
2009	2,298	53,754,224	23,395
2010	2,495	70,082,455	28,088
2011	3,631	131,583,224	36,239
2012	10,846	392,195,634	36,161
2013	14,783	433,959,162	29,356
2014	28,573	1,002,067,154	35,070
2015	20,801	681,809,007	32,777
2016	7,540	261,864,921	34,731
2017	5,094	167,576,454	32,899
2018	6,516	170,482,352	26,162
2019	7,913	194,162,210	24,537
2020	8,093	378,490,100	46,768
**2021	4,573	226,793,427	49,595

**Figura 1.2** Exportaciones de oro y plata

**Fuente:** (Banco Central del Ecuador, 2021)

### **1.3. Oro**

El oro es un mineral de transición con un característico color amarillo profundo de brillo metálico, se caracteriza por ser un metal muy denso y maleable que forma parte de la denominada familia del cobre junto a la plata. Es un metal de gran importancia en la producción mundial desde la antigüedad. Actualmente tres cuartos de la producción mundial de oro, se destina para el uso en joyería. Sin embargo, una cantidad significativa cercana al 15% está destinado al uso industrial tecnológico por sus características específicas que lo convierte en un metal versátil, para su aplicación como conductor altamente maleable, posee propiedades útiles en el manejo de energías, entre otras. Aunque, la razón de mayor importancia actual del oro es su uso como reserva monetaria tanto de orden público como privado. (Lenntech, 2021)

#### **1.3.1. Usos**

##### **1.3.1.1. Joyería**

Debido a que el oro es usado en mayor medida en la joyería, este llega a ser combinado con otros metales formando aleaciones, debido a que el oro puro es demasiado blando, estas aleaciones dan como resultado una gama de colores como las siguientes:

- Oro amarillo: 750 g de oro, 125 g de plata y 125 g de cobre.
- Oro rojo: 750 g de oro y 250 g de cobre.
- Oro rosa: 750 g de oro, 50 g de plata y 200 g de cobre.
- Oro blanco: 750 g de oro, 100 g de paladio y 150 g de plata.
- Oro gris: 750 g de oro, 150 de níquel y 100 g de cobre.
- Oro verde: 750 g de oro y 250 g de plata.



**Figura 1.3** Colores de oro

**Fuente:** (Maldonado, 2020)

### 1.3.1.2. Industrial

Debido a las propiedades del oro como su alta conductividad eléctrica y resistencia a la corrosión se lo comenzó a usar en la parte industrial con las siguientes aplicaciones:

- En placas madres de ordenadores, comunicaciones, fuselaje de naves espaciales, moteres de aviones, etc.
- En uso dental como empastes dentales.
- El isótopo de oro  $^{198}\text{Au}$ , con un periodo de semidesintegración de 2.7 días se emplea en algunos tratamientos de cáncer y otras enfermedades
- Recubrimiento protector de satélites debido a su refracción de luz infrarroja. (Lenntech, 2021)

### 1.4. Minerales auríferos

El oro por lo general se encuentra en la naturaleza en su forma nativa, aunque a veces se encuentra formando aleaciones con la plata (electrum). En la naturaleza se encuentra en filones hidrotermales de cuarzo y oro junto con la pirita y otros sulfuros. (Ros, 2017)

(Ros, 2017) nos menciona la existencia de algunos tipos de minerales auríferos, cada uno con sus propias características y formas de extracción, entre los más comunes tenemos:

- **El oro nativo:** El oro nativo es una forma pura de oro que se encuentra en la naturaleza. Es raro y se encuentra principalmente en pequeñas cantidades, su extracción se da principalmente por minería artesanal o pequeña minería.
- **El oro en roca:** Se lo encuentra en el interior de una roca, combinado con otros tipos de minerales, entre los más comunes tenemos: pirita, arsenopirita, calcocita, galena, sulfuros-arseniuros de níquel, silicatos, carbonatos, estibina. Su extracción se puede dar a gran escala y una de las técnicas usadas para procesarlo es la cianuración.
- **El oro en arena:** Se lo encuentra en arena y sedimentos de ríos y arroyos. Se extrae mediante técnicas como el bateo.

Desde el punto de vista de la extracción se pueden considerar dos grandes grupos de minerales de oro: los refractarios y no refractarios.

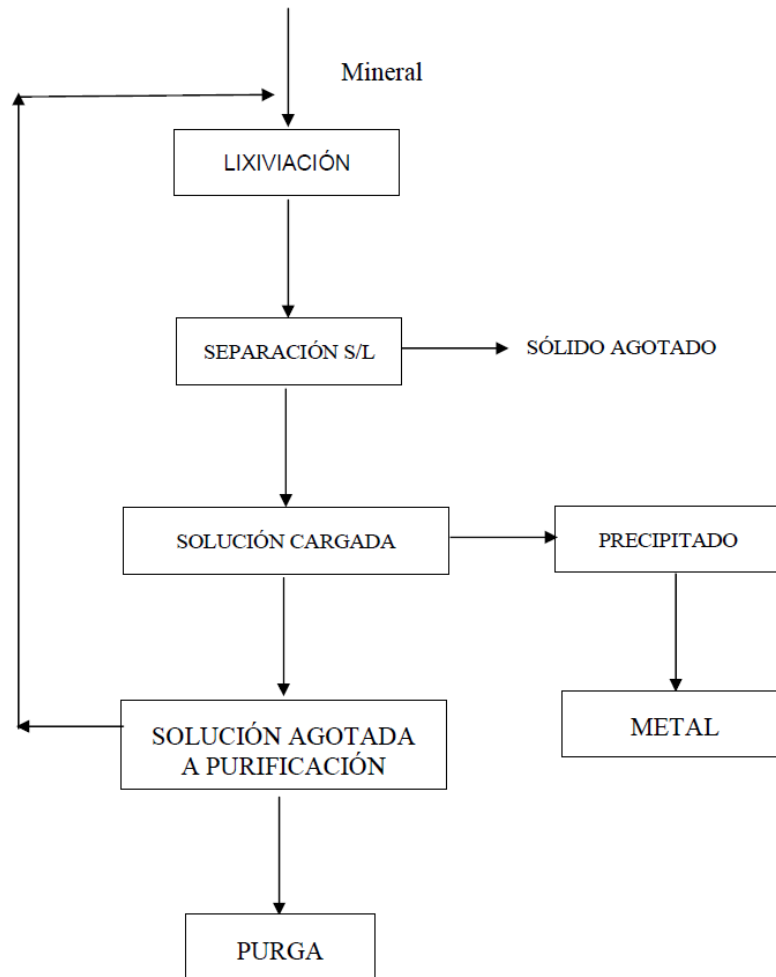
En los no refractarios el oro se puede recuperar mediante un proceso de cianuración de manera sencilla, mientras que en los refractarios no se puede recuperar más de un 80% con un proceso de cianuración convencional. (Ros, 2017)

### 1.5.Hidrometalurgia

La extracción se la da en un medio acuoso, en la figura 1.4 se muestra las etapas de la hidrometalurgia

- **Lixiviación:** es la disolución del mineral de interés en un medio acuoso, el cual porta los reactivos y el agente lixivante encargados de realizar la disolución por reacciones de óxido / reducción.
- **Separación sólido/líquido:** se encarga de la recolección de la solución enriquecida con el metal disuelto y el sólido no deseado es enviado para tratamiento y desecho, esto puede ser mediante decantación, sedimentación y/o filtración.

- **Solución cargada:** pasa a la etapa de recuperación selectiva o precipitación, que posteriormente se emplean procesos metalúrgicos en donde se recupera el metal como producto sólido.
- **Solución estéril:** si ya no presenta algún tipo de concentración, esta es desechada como purga y neutralizada antes de liberarse al medio ambiente.



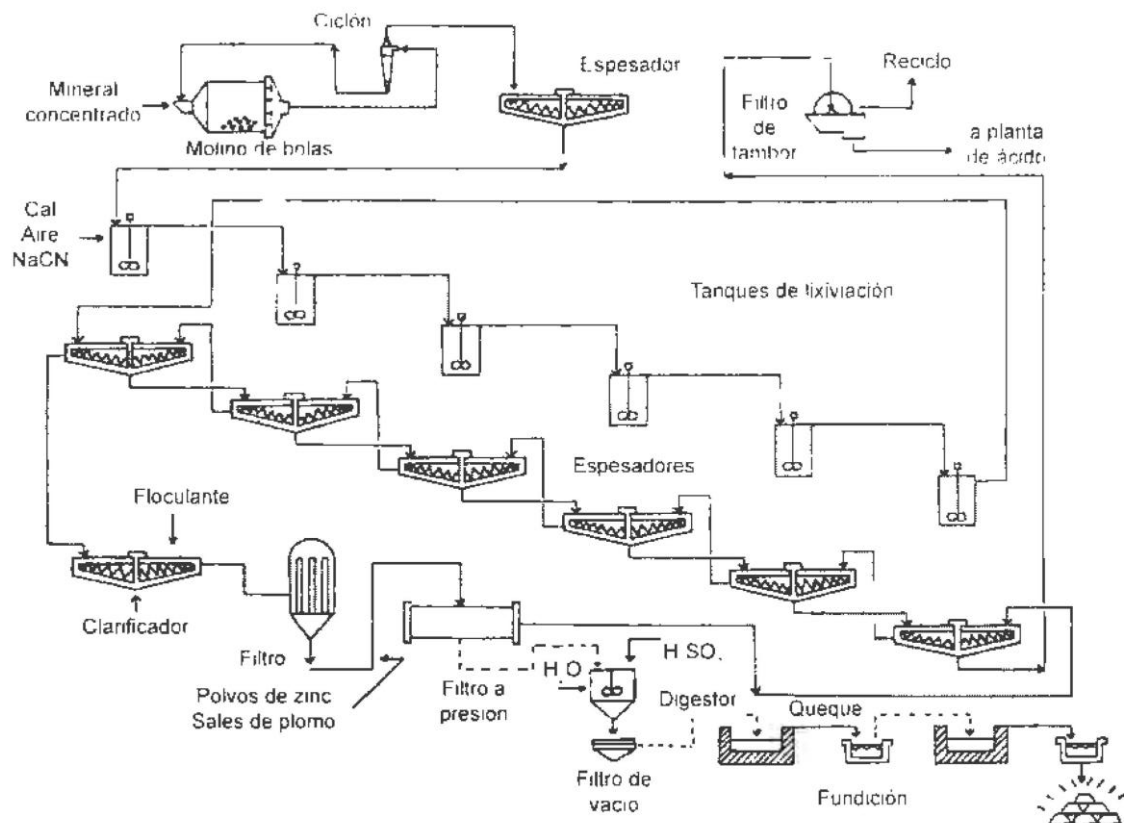
**Figura 1.4** Secuencia de etapas físico-químicas de la hidrometalurgia

**Fuente:** (Gaviria, Restrepo, & Bustamante, 2007)

## 1.6. Tratamiento de minerales auríferos

### 1.6.1. Proceso de decantación en contracorriente

El proceso se da cuando el mineral entra a los molinos; una vez molido es clasificado y espesado. La decantación en contracorriente puede llegar a tener lugar en espesadores con un máximo de seis etapas. En este circuito la pulpa lixiviada va desde el primer espesador hasta el último, esta es continuamente lavada con la solución que va desde el último espesador hasta el primero (contracorriente). Las colas generadas en este proceso son enviadas a un tanque de almacenamiento o pueden ser procesadas. Las soluciones que contienen cianuro de metales preciosos (oro y plata) es impulsada a un clarificador, donde se le añade un floculante, esta solución clarificada se le añade polvo de zinc o sales de plomo para la precipitación de metales preciosos. (Misari, 1993)



**Figura 1.5** Diagrama de flujo del proceso de decantación en contracorriente

**Fuente** (Misari, 1993)



### 1.6.2. Lixiviación in situ

Este tipo de lixiviación se da cuando se extraen las sustancias de interés económico sin la necesidad de la remoción de material, dando lugar a no generar pilas, botaderos o algún tipo de relave en la superficie.

El proceso se da cuando la solución lixiviante es inyectada al yacimiento a través de pozos de inyección y la solución enriquecida es enviada a la planta de procesamiento mediante pozos de producción. Este tipo de lixiviación es adecuada ya que los costos operacionales son más bajos que otros métodos.

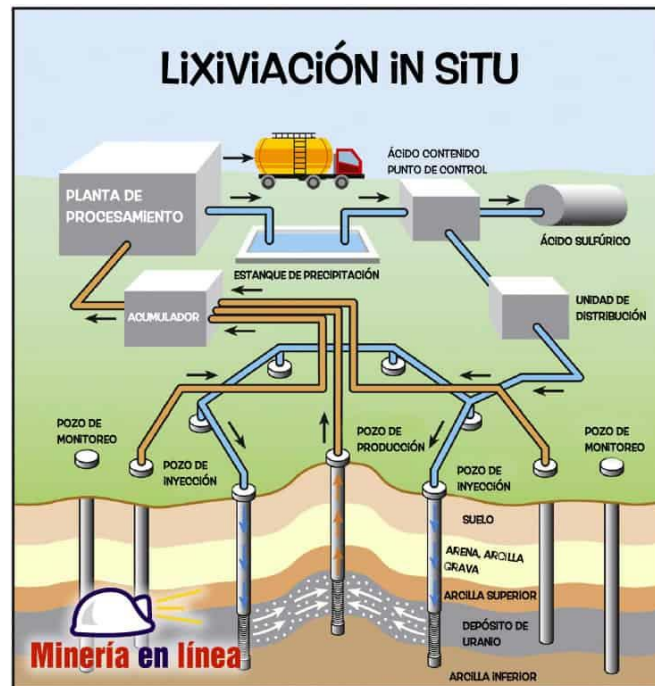


Figura 1.6 Lixiviación in situ

Fuente: (Flores, 2022)

### 1.6.3. Lixiviación en pila

Algunos depósitos con baja ley que hace años atrás no eran considerados atractivamente económicos para ser explotados, ahora hoy en día son económicamente factibles para su

explotación por el método de lixiviación en pila. Actualmente, con los altos precios del oro han causado nuevo interés para el desarrollo de minas que presentan bajas leyes de oro. (Misari, 1993)

Condiciones para la lixiviación en pila de minerales de oro:

- Las partículas de oro deben ser extremadamente pequeñas.
- Las partículas de oro deben reaccionar con el cianuro, ya sea a través de la porosidad natural de la mena o como resultado del chancado para exponer los minerales de interés.
- El mineral debe de estar libre de cianicidas, sulfuros, parcialmente oxidados y otros elementos que inhiben la solubilidad del oro.
- El mineral debe de estar libre de constituyentes que formen ácidos, ya que estos causarían un enorme consumo de cal.
- El mineral no debe contener cantidades excesivas de arcilla ya que pueden impedir la percolación de la solución.

#### **1.6.3.1.Pruebas para dosificaciones del mineral**

Para poder determinar si el mineral con el que se está trabajando es apto para la lixiviación en pilas, se puede hacer un estudio mineralógico o a su vez realizar estudios de laboratorio que han sido establecidos y que llegan a tener una gran confiabilidad, estas pruebas son:

- Lixiviación con cianuro en frasco agitado.
- Lixiviación por percolación en columna.
- Lixiviación a escala piloto. (Misari, 1993)

##### **1.6.3.1.1. Prueba de lixiviación con cianuro en frasco agitado**

Esta prueba llega a utilizar 400 g de mineral, el cual es mezclado con 600 ml de agua. El mineral debe pasar una malla fina y posteriormente se le añade cal para ajustar su

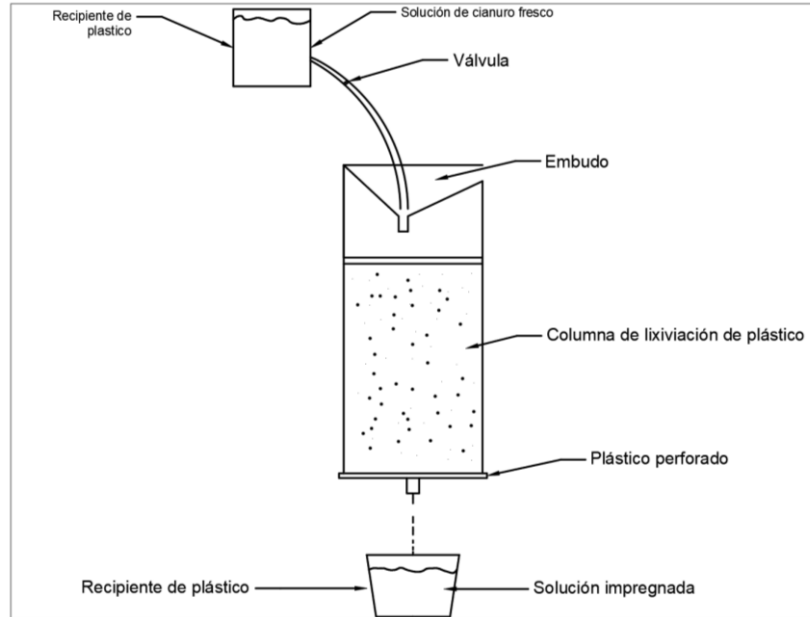
pH a 11. La cantidad de cal que se llega adicionar a la pulpa puede variar desde 2 a 5 lb/t, esta variación va a depender de los cianicidas presentes en el mineral. (Misari, 1993)

El recipiente que contiene la pulpa y reactivos es sometido a un agitador por un tiempo continuo de 72 horas. La solución de lixiviación y los residuos son analizados para determinar el porcentaje de metales preciosos (oro y plata) y los requerimientos de reactivos. Si esta prueba indica resultados positivos, se procede a realizar pruebas de lixiviación por percolación en columna.

#### **1.6.3.1.2. Prueba de lixiviación en columna**

Esta prueba se realiza con el mineral chancado en varios tamaños, su tamaño varía desde 2" a 3/8". En una columna de plástico transparente (de 6" de diámetro) se coloca el mineral chancado con cal hasta que la mezcla obtenga 4 pies de altura.

En un recipiente se añade 5 litros de agua con 5 lb de NaCN/t, este recipiente con la solución es ubicada en la parte superior de la columna de plástico y se la deja percolar hacia abajo, a través del mineral. La solución que ha percolado es analizada para determinar contenido de: oro, plata y cianuro (Misari, 1993)



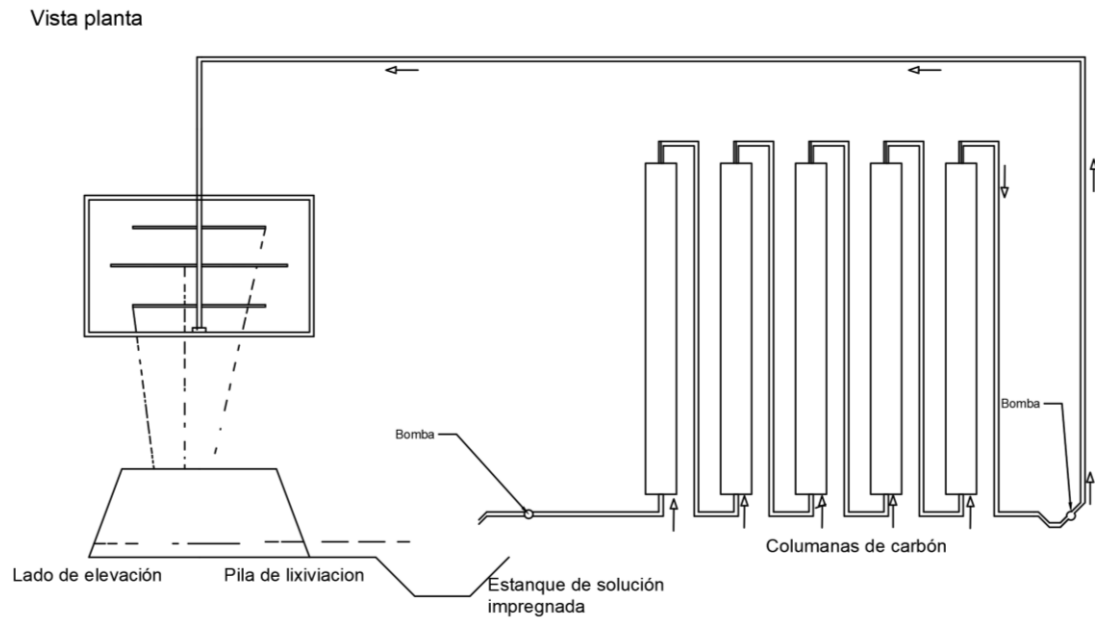
**Figura 1.7** Prueba de lixiviación en columna

**Fuente:** (Misari, 1993)

### 1.6.3.1.3. Prueba de lixiviación a escala piloto

Esta prueba puede ser efectuada con mineral de 100 a 500 t y por lo general consiste en:

- Una base que debe aislar la pila con el terreno, se puede usar una geomembrana como material aislador.
- Piscinas recubiertas de plástico para la solución.
- Carbón activado que es añadido dentro de las columnas de PVC. (Misari, 1993)



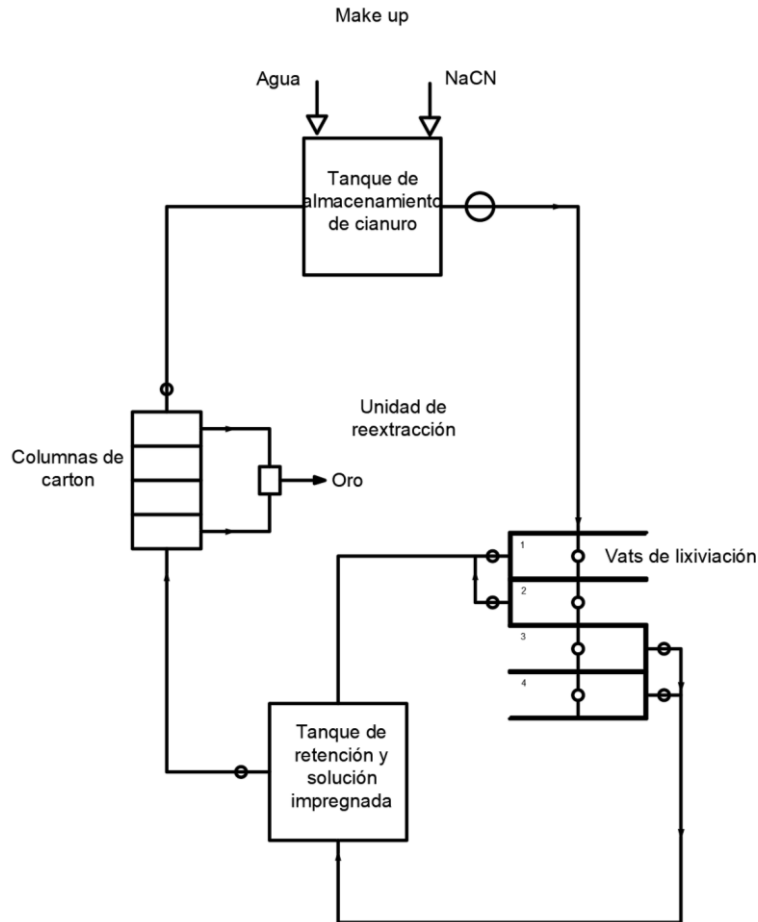
**Figura 1.8** Pila de lixiviación a escala piloto

**Fuente:** (Misari, 1993)

#### 1.6.4. Lixiviación en vats

Es una técnica hidrometalúrgica desarrollada para explotar minerales que llegan a tener una baja ley o minerales de desecho de las minas. El proceso básicamente consiste en pasar una solución diluida de cianuro sódico a través del mineral que previamente ha sido molido y depositado en pilas. La operación en planta es realizada de la siguiente manera:

- a) Llenado del vat.
- b) Rociamiento de cianuro para producir una máxima disolución y que se genere un contacto entre el líquido y la partícula.
- c) Retiro del licor.
- d) Remoción de valores a partir del licor.
- e) Almacenamiento de licor.
- f) Vaciado del vat y disposición de los sólidos. (Misari, 1993)



**Figura 1.9** Diagrama de flujo esquemático de la planta

**Fuente:** (Misari, 1993)

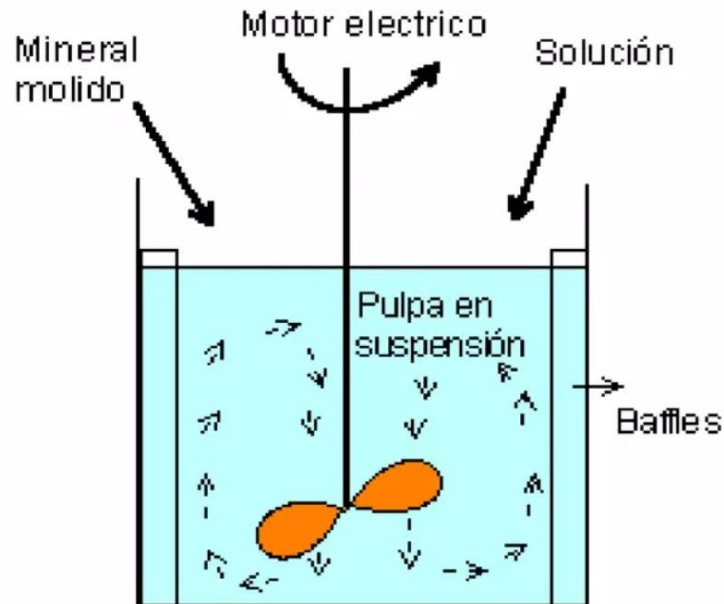
### 1.6.5. Lixiviación por agitación

Este tipo de lixiviación se lleva a cabo en tanques que son agitados de manera neumática, mecánica o mixta.

En caso de la agitación neumática o aire, son empleados elevadores de aire denominados “tanques Pachuca” que comúnmente se usan para recuperar cobre y cobalto; en cambio, para la agitación mecánica se lleva a cabo en tanques cilíndricos, siendo en algunos casos asistido por inyección de aire, esto ha demostrado ser un excelente método para procesos extractivos de metales preciosos. Para llevar a cabo este método, el mineral debe tener un

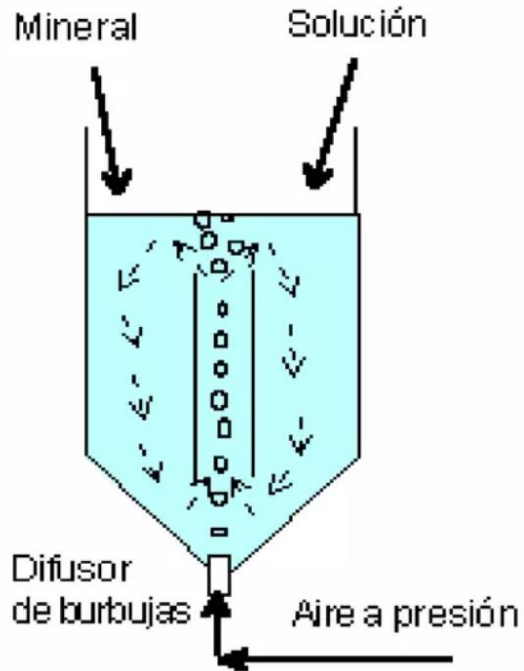
alto tenor y su granulométrica debe ser fina, en caso de minerales auríferos deben pasar por la malla 200. (Gaviria, Restrepo, & Bustamante, 2007)

La dinámica de la agitación mecánica suele demorar de 6 a 24 horas, pudiendo alcanzar el 95% de recuperación. Después del proceso se requiere la separación sólido/líquido, la cual es ejecutada mediante un lavado en contracorriente.



**Figura 1.10** Tanque de lixiviación por agitación

**Fuente:** (Gaviria, Restrepo, & Bustamante, 2007)



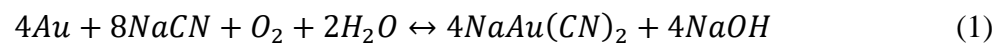
**Figura 1.11** Tanque pachuca

**Fuente:** (Gaviria, Restrepo, & Bustamante, 2007)

### 1.7. Cianuración

La cianuración es el proceso más usado para la recuperación de oro debido a su gran capacidad para extraer dicho metal, de una gran variedad de menas y a sus bajos costos operacionales. Además, el oxidante más comúnmente utilizado en la lixiviación cianurada es el oxígeno, que es suministrado por el propio aire, lo que hace a este proceso más atractivo. (Ros, 2017)

Para explicar la disolución de oro en la disolución cianurada existen varias teorías, teniendo la reacción global representada como:





El proceso de disolución del oro en cianuro implica reacciones heterogéneas que son sólido-líquido, siendo la secuencia de estas reacciones:

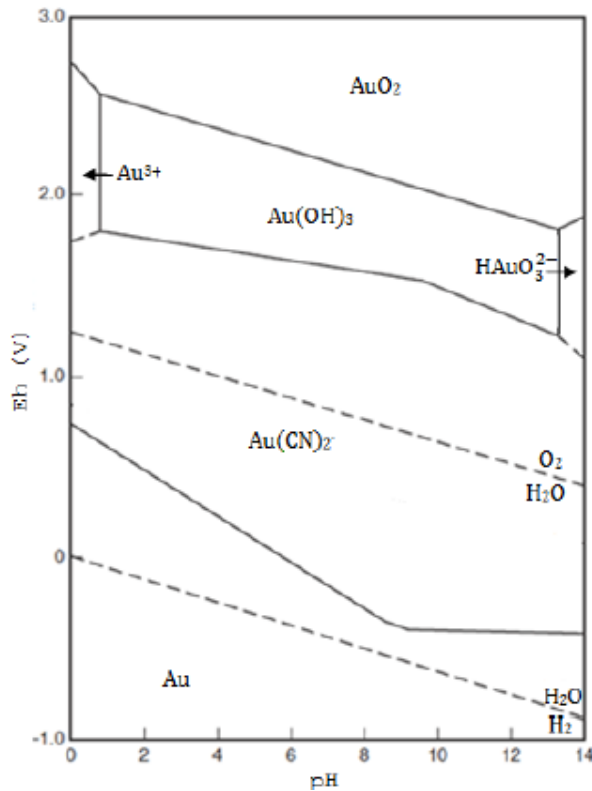
1. Absorción de oxígeno en la disolución.
2. Transporte de oxígeno y cianuro hasta la interfase sólido-líquido.
3. Adsorción de oxígeno y cianuro en la superficie del sólido.
4. Reacción electroquímica.
5. Desorción de los complejos cianurados solubles de oro y otros productos de reacción de la superficie sólida.

Mediante la lixiviación cianurada se consigue recuperar un 75-90 % de oro de las menas tostadas y un 85-95 % de los concentrados. (Priego, 1993)

### **1.7.1. Termodinámica de la cianuración**

La termodinámica de la cianuración se refiere al estudio de las reacciones químicas y los cambios energéticos que ocurren durante el proceso de extracción de oro y plata mediante el uso de cianuro. La reacción química específica en la cianuración es la de la formación del compuesto soluble  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ .

También se puede presentar compuestos como  $\text{Au}(\text{OH})$ ,  $\text{AuO}_2$ , y también el ion  $\text{Au}^{3+}$  lo cual requiere elevados potenciales redox para formarse. La lixiviación del oro metálico es muy difícil a causa de la gran estabilidad de este último (Misari, 1993).



**Figura 1.12** Diagrama Eh – pH para el sistema oro y aurocianuros

**Fuente:** (Gaviria, Restrepo, & Bustamante, 2007)

En base al diagrama anterior de estabilidad acuosa se puede mencionar lo siguiente:  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  es el complejo iónico con un amplio campo de estabilidad, la fuerza de conducción electroquímica disminuye a valores de pH de 9-12. (García, 2021)

### 1.7.2. Concentraciones óptimas de cianuro

Para J.S. Maclaurin (como se citó en Misari, 1993) nos dice que la velocidad de disolución de oro en soluciones de cianuro lograra su máximo objetivo utilizando una concentración de 0.25% de NaCN según sus trabajos realizados.

Según Christy (como se citó en Misari, 1993) nos da a conocer que concentraciones de 0.001% de KCN no logran disolver oro para propósitos prácticos, en cambio, Julia y Smart (como se citó en Misari, 1993) descubrieron que a una concentración de 0.1% de KCN la disolución de oro aumenta rápidamente.

Para este trabajo se determinó que los mejores resultados fueron con una concentración de 0.05% de NaCN; permitiendo encontrar la disolución más rápida a la concentración antes mencionada. (Barsky et ál, como se cito en Misari, 1993, pág. 25)

### **1.7.3. Efecto del tamaño de la partícula en la disolución de oro**

Consideraron que, a condiciones óptimas, la velocidad máxima de disolución de oro fue de 3.25 mg/cm<sup>2</sup>/h. Por lo tanto, una pieza de oro de 44 micrones de espesor llevaría un total de 13 horas y una pieza de 1.19 micrones de espesor llevaría aproximadamente 44 horas en disolverse. (Barsky et ál, como se cito en Misari, 1993, pág. 27)

### **1.7.4. Efecto del oxígeno sobre la disolución de oro**

El uso del oxígeno llega a ser necesario para la disolución de oro ya que este se une al hidrógeno y a su vez disminuye las pérdidas de cianuro en forma de ácido cianhídrico gaseoso.

Barsky, Swainson y Hedley (como se citó en Misari, 1993) realizaron un experimento a una concentración de 0.1% de NaCN usando gases de nitrógeno, oxígeno y mezclas de los dos gases. Las pruebas se realizaron con 100 ml de solución de cianuro. Las pruebas revelaron que usando nitrógeno y en la mezcla de nitrógeno y oxígeno la velocidad de disolución fue de manera uniforme, en cambio, cuando se trabajó solo con oxígeno, la disolución del oro fue más rápida durante la primera media hora y luego se retardó considerablemente.

Mediante esta prueba se concluyó que la velocidad de disolución del oro fue directamente proporcional a la presión parcial de oxígeno, en la siguiente tabla se muestran los resultados obtenidos.

**Tabla 1.1** Efecto del oxígeno sobre la velocidad de disolución de oro

Oxígeno	Velocidad de disolución mg/cm <sup>2</sup> /h
0	0.04
9.0	1.03
20.9	2.36
60.1	7.62
99.5	12.62

**Fuente:** (Misari, 1993)

### 1.7.5. Efecto de la alcalinidad

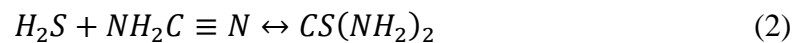
La incorporación de hidróxido de calcio en la cianuración tiene las siguientes funciones:

- Evitar pérdidas de cianuro por hidrólisis.
- Neutraliza los compuestos ácidos antes de adicionar cianuro a la solución.
- Evita perdidas de cianuro por acción del dióxido de carbono del aire.
- Mejora la sedimentación de partículas de mineral fino de modo que la solución impregnada puede ser separada a partir del mineral cianurado.

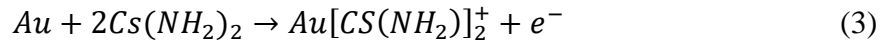
### 1.8. Tioureación

La tiourea es un reactivo orgánico de fórmula (NH<sub>2</sub>CSNH<sub>2</sub>) y se ha propuesto como alternativa a la cianuración para el tratamiento de menas de oro sulfurados o para su uso en situaciones donde los condicionamientos medioambientales dificulten el empleo de cianuro. (Misari, 1993)

La tiourea puede ser obtenida al hacer calentar Tiocianato de amonio (NH<sub>4</sub>SCN) en presencia de disulfuro de carbono (CS<sub>2</sub>) o de manera más comercial al reaccionar gas sulfúrico (H<sub>2</sub>S) con cianamida (CN NH<sub>2</sub>):

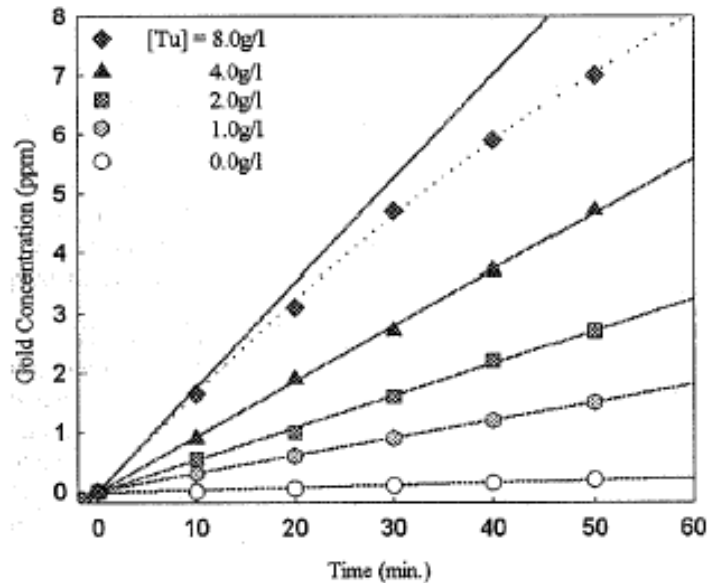


El oro es capaz de disolverse en soluciones ácidas de tiourea formando un complejo catiónico. Se ha descrito la reacción de disolución de oro de la siguiente manera:



### 1.8.1. Concentraciones óptimas de tiourea

En la figura 1.13 se muestra la dependencia de la velocidad de disolución del oro respecto a la concentración de tiourea.



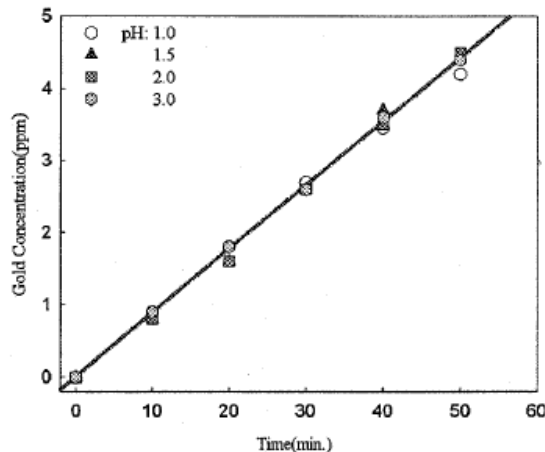
**Figura 1.13** Efecto de la Tiourea sobre la disolución del oro

**Fuente:** (Torres & Mejia, 2010)

Se observa que a concentraciones bajas de tiourea la disolución de oro también lo es, lo que nos hace suponer que la disolución del oro es directamente proporcional a la concentración de tiourea.

### 1.8.2. Control de pH

La mayoría de autores coinciden que, para una mayor disolución de oro, este debe trabajar a un pH entre 1.5 a 2.5, ya que valores por encima de 4 la tiourea se descompone irreversiblemente lo cual hace antieconómico el proceso. (Torres & Mejia, 2010)



**Figura 1.14** Efecto del pH sobre la velocidad de disolución de oro

**Fuente:** (Torres & Mejia, 2010)

### 1.8.3. Agente oxidante

En algunos experimentos realizados se han llegado a usar diversos tipos de agentes oxidantes, entre los que podemos mencionar al sulfato férrico, peróxido de hidrógeno, aire, etc. Dichos experimentos demostraron que el sulfato férrico es el reactivo que mejor actúa como oxidante. En lo que conlleva a la concentración, este tiene una relación directa entre el incremento de la concentración y recuperación. El rango de concentración que se utiliza se encuentra entre 1 y 12 g/l (Carrillo, 2013)

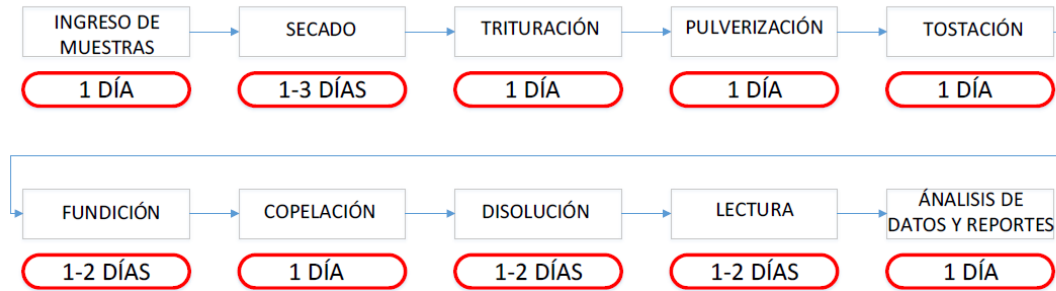
## 1.9. Análisis químico para determinar la cantidad de oro

El análisis químico con el que se trabajó en este proyecto fue por el método denominado ensayo al fuego, que consiste en fundir una muestra con la utilización de reactivos para la obtención de dos fases: una escoria constituida principalmente por silicatos complejos y

una fase metálica constituida por plomo, el cual recolecta oro, que posteriormente será sometido a análisis químico. (Guerrón & Narváez, 2020)

El proceso que se lleva a cabo es el siguiente:

- **Secado:** se elimina toda la humedad de la muestra, esto puede llevar algunas horas o varios días dependiendo del equipo que se utiliza.
- **Trituración:** reducción del tamaño de partícula mediante una trituradora y posteriormente un molino.
- **Homogeneización y cuarteo:** se obtiene una muestra representativa del mineral.
- **Pulverización:** reducir el tamaño de la partícula de la muestra que ya ha sido cuartada con anterioridad, se puede usar pulverizadora de anillos.
- **Tostación:** a la muestra se le somete a una alta temperatura para la oxidación de posibles sulfuros.
- **Fundición:** a la muestra tostada se le añade reactivos y se la somete a altas temperaturas para obtener una fase metálica en la cual posiblemente este contenido el oro de la muestra.
- **Copelación:** una vez obtenido la fase metálica, esta se le somete a un proceso de fundición para la obtención de una esfera a la cual se le denomina doré, en la cual posiblemente este contenido oro de la muestra.
- **Disolución:** Al doré se le aplica un ataque de ácido con el fin de llevar la muestra a fase líquida.
- **Lectura analítica:** se aplica un análisis con el espectrómetro de absorción Atómica con el fin de obtener la concentración de oro.



**Figura 1.15** Diagrama de flujo del método de determinación de oro por ensayo al fuego

**Fuente:** (Guerrón & Narváez, 2020)

## 1.10. Índices metalúrgicos

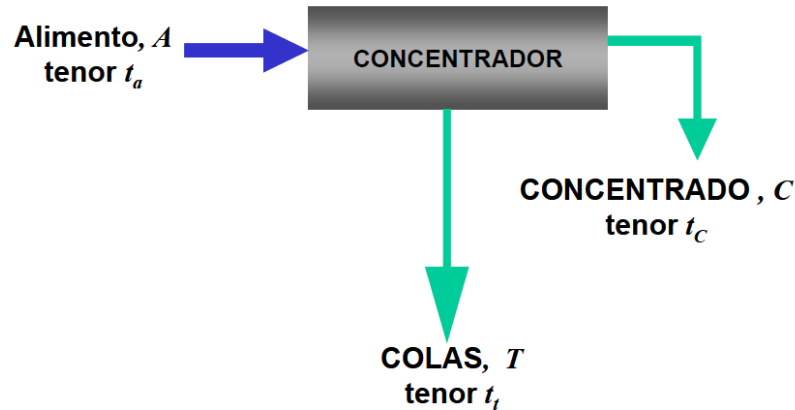
(Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008) nos dicen que los índices metalúrgicos son números adimensionales, que tienen por objetivo indicar la calidad de la separación realizada en una o más etapas de concentración y también la de brindar información de escala al dimensionar equipos y/o dispositivos de concentración.

También nos menciona que la determinación de los índices viene a estar apoyada por un balance de masas, debido a que, si no se tiene un cálculo previo, los resultados pueden arrojar números absurdos o incoherentes, dando como resultado un mal análisis de los circuitos de concentración y desorientación de las decisiones.

### 1.10.1. Balance de masas

En la figura 1.16 se representa un contenedor con dos productos: concentrados y colas. Los pesos masicos vienen a estar representados con letras mayúsculas, mientras que los tenores con letras minúsculas.





**Figura 1.16** Esquema de un concentrador con dos productos

**Fuente:** (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008)

Con un balance macroscópico de masa se puede tener:

$$\text{Flujo másico de mineral que entra} = \text{Flujo másico de mineral que sale}$$

Por lo tanto:

$$A = C + T \quad (4)$$

En un balance microscópico tenemos:

$$\text{Mineral de interés que entra} = \text{Mineral de interés que sale}$$

En términos de la variable tenemos:

$$A * t_a = C * t_c + T * t_t \quad (5)$$

## 1.10.2. Clasificación de los Índices Metalúrgicos

### 1.10.2.1. Índices que relacionan calidad

Estos índices proporcionan información acerca de la calidad de los productos conseguidos, los cuales vienen a ser los siguientes:

- **Recuperación (R):** Es la relación que existe entre el peso del material útil o de interés que hay en el concentrado con respecto a la cantidad de ese mismo mineral que hay en la alimentación.

$$R = \frac{C \cdot t_c}{A \cdot t_a} \quad (6)$$

Donde:

R = Recuperación.

C = Peso del concentrado.

$t_c$  = Tenor del concentrado.

A = Peso del alimento.

$t_a$  = Tenor del alimento.

- **Razón de enriquecimiento (R<sub>E</sub>):** Razón que existe entre el tenor del concentrado respecto al tenor del alimento.

$$R_E = \frac{t_c}{t_a} \quad (7)$$

Donde:

R<sub>E</sub> = Razón de enriquecimiento.

$t_c$  = Tenor del concentrado.

$t_a$  = Tenor del alimento.

Si R<sub>E</sub> llega a ser igual a la unidad, no se produciría un concentrado, ya que estaríamos diciendo que  $t_c$  es igual a  $t_a$  e iría en contra del objetivo de esta operación; por otro lado, mientras R<sub>E</sub> se aleje de la unidad mejor será la concentración, lo que nos dice que se está enriqueciendo aún más el concentrado respecto al tenor del alimento. (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008)

- **Índice de Selectividad (I.S.):** Este índice metalúrgico compara la calidad de separación entre dos especies (A) y (B) que se desean separar en el proceso de concentración (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008)

$$I.S. = \frac{t_a(A) * t_t(B)}{t_a(B) * t_t(A)} \quad (8)$$

Donde:

$t_a(A) * t_a(B)$  = Tenores de los componentes (A) y (B) en la alimentación.

$t_t(A) * t_t(B)$  = Tenores de los componentes (A) y (B) en las colas.

#### 1.10.2.2. Índices que relacionan capacidad

Este tipo de índices nos proporcionan información acerca del dimensionamiento, escalamiento y selección de los equipos de concentración.

- **Razón de concentración (RC):** es la relación que existe entre la razón del flujo masico de sólidos de alimentación A y el flujo de sólidos en el concentrado C.

$$RC = \frac{A}{C} \quad (9)$$

- **Rendimiento de concentración (V):** relación entre el flujo masico en el concentrado con respecto al flujo masico de sólidos en la alimentación o la inversa de la razón de concentración.

$$V = \frac{C}{A} = \frac{1}{RC} \quad (10)$$

- **Eficiencia de la separación (E):** este índice combina la información proporcionada con las fórmulas anteriores.

$$E = \frac{R - V}{1 - V_{IDEAL}} \quad (11)$$

Dónde:

E = Eficiencia de la separación.

R = Recuperación.

V = Rendimiento de la concentración.

$V_{ideal}$  = Rendimiento ideal de la concentración.

### 1.10.2.3. Índices metalúrgicos ideales

Bustamante llega definir que, para una separación ideal, esta debe cumplir con las siguientes condiciones en la concentración:

- El tenor de mineral de interés de las colas debe ser cero

$$t_t = 0 \quad (12)$$

- No debe haber minera de ganga o estéril en el concentrado

$$t_a = 1.0 \quad (13)$$

Si una de las dos condiciones antes mencionadas no se cumple, la concentración deja de ser ideal, en la siguiente tabla se detallan los parámetros ideales.

**Tabla 1.2** Índices de concentración

<b>Nombre del índice metalúrgico</b>	<b>Expresión de índice ideal</b>	<b>Índices en términos de tenores</b>
Recuperación <b>R</b>	$R_{IDEAL} = 1.0$	$R = \left[ \frac{t_a - t_t}{t_c - t_t} \right] \frac{t_c}{t_a}$
Razón de Enriquecimiento <b>RE</b>	$RE_{IDEAL} = 1/t_a$	$R_E = \frac{t_c}{t_a}$
Índice de Selectividad <b>I.S.</b>	$I.S._{IDEAL} \rightarrow \infty$	$I.S. = \frac{t_a(A) * t_t(B)}{t_a(B) * t_t(A)}$
Razón de Concentración <b>RC</b>	$RC0_{IDEAL} = 1/t_a$	$RC = \frac{t_c - t_t}{t_a - t_t}$
Rendimiento <b>V</b>	$V = t_a$	$V = \frac{t_a - t_t}{t_c - t_t}$
Eficiencia de Separación <b>E</b>	$E = 1.0$	$E = \frac{(t_a - t_t) - (t_c - t_a)}{t_a (t_c - t_t) - (1 - t_a)}$

**Fuente:** (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008)

## 1.11. Datos de muestra

### 1.11.1. Procedencia de la muestra

La muestra con la que se trabajó es procedente de la sociedad minera “Kristian David” con código 300223, está ubicada en el cantón pasaje, parroquia Casacay en el sector de Huizho.

### 1.11.2. Coordenadas del área de estudio

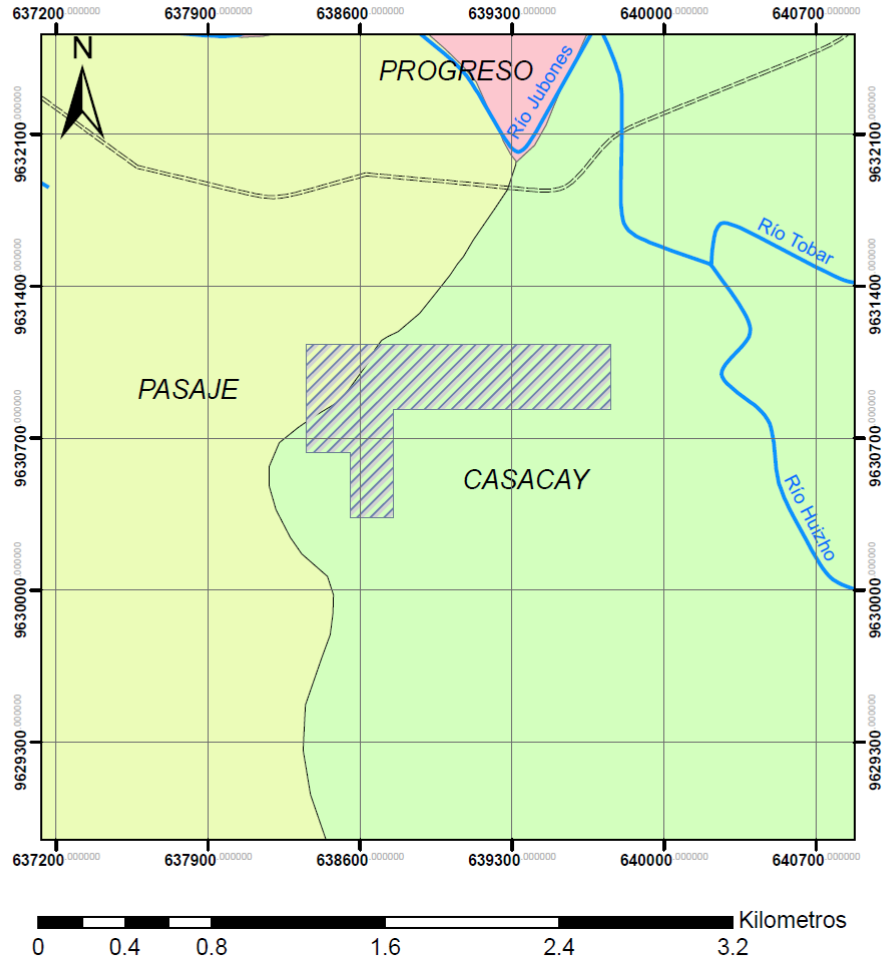
Las coordenadas de la concesión son:

**Tabla 1.3** Coordenadas del área minera

<b>PROVINCIA</b>	<b>CANTÓN</b>	<b>PARROQUIA</b>	<b>SECTOR</b>
El Oro	Pasaje	Casacay	Huizho
<b>COORDENADAS DEL PUNTO DE PARTIDA DEL ÁREA CONSESIONADA</b>			
<b>COORDENADAS UTM PSAD 56</b>		<b>COORDENADAS UTM WGS84</b>	
<b>Este</b>	<b>Norte</b>	<b>Este</b>	<b>Norte</b>
638600	9631500	638353.05	9631131.12
638600	9631000	638353.05	9630631.12
638800	9631000	638553.05	9630631.12
638800	9630700	638553.05	9630331.12
639000	9630700	638753.05	9630331.12
639000	9631200	638753.05	9630831.12
640000	9631200	639753.05	9630831.12
640000	9631500	639753.05	9631131.12
<b>Superficie: 56 has</b>			

**Fuente:** Elaboración propia

## Ubicación de la concesión minera "Kristian David"



PROVINCIA	CANTON	PARROQUIA	SECTOR
El Oro	Pasaje	Casacay	Huizho
COORDENADAS DEL PUNTO DE PARTIDA DEL ÁREA CONSESIONADA			
COORDENADAS UTM PSAD 56		COORDENADAS UTM WGS84	
Este	Norte	Este	Norte
638600	9631500	638353.05	9631131.12
638600	9631000	638353.05	9630631.12
638800	9631000	638553.05	9630631.12
638800	9630700	638553.05	9630331.12
639000	9630700	638753.05	9630331.12
639000	9631200	638753.05	9630831.12
640000	9631200	639753.05	9630831.12
640000	9631500	639753.05	9631131.12
Superficie: 56 has			

### Simbología

- Río
- ==== Vialidad
- Área minera "Kristian David"

Área minera "Kristian David"			
Ubicación:		Contenido:	
Provincia:	El Oro	Ubicación Geografica	
Cantón:	Pasaje		
Parroquias:	Casacay		
Sector:	Huizho		
Dibujo:	Danny Lalvay Toledo		
Escala:	1:25000		
Hoja	1 de 2	Fecha:	30/12/2022

**Figura 1.17** Ubicación geográfica

**Fuente:** Elaboración propia

## **1.12. Geología**

### **1.12.1. Geología regional**

En la provincia de El Oro se pueden definir 2 zonas en el ámbito geológico, en la zona del norte hay presencia de bajas elevaciones, afloramiento de rocas del cretáceo, para la zona sur existe un afloramiento de las rocas metamórficas del Precámbrico. Con relación al suelo se distingue 3 tipos: abanico aluvial, zona costera y las estribaciones de la cordillera (Mena & Garzon, 2015)

### **1.12.2. Geología local**

La concesión minera se ubica dentro del cantón Pasaje, la cual tiene una superficie de 457 km<sup>2</sup> aproximadamente, en el cantón se llegan a observar las siguientes formaciones geológicas y depósitos superficiales:



**Tabla 1.4** Formaciones geológicas y depósitos superficiales presentes en el cantón Pasaje.

FORMACIÓN GEOLÓGICA O DEPÓSITO SUPERFICIAL	SÍMBOLO	EDAD	LITOLOGÍA	km <sup>2</sup>
Depósitos de ladera (derrumbe)	Q <sub>dl3</sub>	Cuaternario	Mezcla heterogénea de materiales finos y fragmentos angulares rocosos de muy diverso tamaño	6
Depósitos de ladera (coluvial)	Q <sub>dl4</sub>	Cuaternario	Mezcla heterogénea de materiales finos y fragmentos angulares rocosos, con ausencia de estratificación y estructuras de ordenamiento interno	6
Depósitos coluvio aluviales	Q <sub>dca</sub>	Cuaternario	Limo-arcillas, arenas, gravas y bloques	7
Depósitos aluviales	Q <sub>da</sub>	Cuaternario	Arenas, limos, arcillas y conglomerados	109
Depósitos aluviales (abanico aluvial)	Q <sub>da1</sub>	Cuaternario	Limos y arcillas (predominantes en la zona distal) y arenas, gravas y bloques (predominantes en la zona apical), en proporciones variables y con acusados cambios de facies laterales y verticales	33
Depósitos aluviales (cono de deyección)	Q <sub>da5</sub>	Cuaternario	Limo-arcillas y arenas, gravas y bloques en proporciones variables	34
Depósitos aluviales (terrazas)	Q <sub>da8</sub>	Cuaternario	Conglomerado, limo arenoso, arcilla limosa	2
Formación Saraguro	OliMio <sub>Sa</sub>	Oligoceno-Mioceno	Piroclastos (tobas y aglomerados gruesos con bloques de lava) y lavas (andesitas porfiríticas) alternantes	24
Volcánicos la Fortuna	KV <sub>LF</sub>	Cretácico	Lavas e ignimbritas	3
Unidad El Toro	K <sub>ET</sub>	Cretácico	Rocas plutónicas ultramáficas (harzburgita),	6
Formación Macuchi	K <sub>M</sub>	Cretácico	Areniscas volcánicas de grano grueso, brechas, tobas, hialoclastitas, limolitas volcánicas, microgabros-diabasas, basaltos sub-porfiríticos, lavas en almohadillas y escasas calcarenitas	44
Cuerpo básico de La Cadena	K <sub>LC</sub>	Cretácico	Basaltos	<1
Grupo Tahuín	PzTr <sub>Th</sub>	Paleozoico-Triásico	Areniscas grises, intercaladas con limolitas y lutitas gris oscuras, ligeramente metamorfizadas en algunos sectores	158

**Fuente:** (Mena & Garzon, 2015)

## CAPÍTULO 2

### EXPERIMENTACIÓN

#### 2. Metodología aplicada

La metodología que se aplicó para este proyecto consideró tres variantes: concentración de cianuro y tiourea, fracción de sólidos y tiempo de agitación. El pH para el caso de la cianuración fue de 10.5 y para la tioureación fue de 2.5, la velocidad de agitación para las pruebas fue de 700 rpm, por lo que se realizó un total de 48 pruebas.

Las concentraciones de cianuro fueron de: 0.3, 0.6, 0.9 g/l; para el caso de la tiourea, las concentraciones fueron de: 4, 8, 12 g/l; se trabajó con una fracción de sólidos del 15% y 30% respectivamente para cada agente lixivante; las muestras fueron en los siguientes tiempos: 150, 300, 450 y 600 minutos.

Antes de realizar los ensayos se calibró el agitador eléctrico para llegar a las 700 rpm, una vez calibrado se procedió a realizar las pruebas dentro de una campana de extracción.

#### 2.1. Construcción de tres celdas de lixiviación

Se construyó un equipo a escala de laboratorio para las pruebas de lixiviación, la cual consta de dos partes: la fuente de alimentación y el motor eléctrico de corriente continua que mueve una varilla de vidrio que es la encargada de generar la agitación.

##### 2.1.1. Fuente de poder

El objetivo principal es la de convertir la entrada de tensión alterna a una continua, está constituido por: transformador, regulación y distribución. Debido a que la fuente de poder va a estar funcionando por 10 horas seguidas, se vio la necesidad de implementar un

sistema de ventilación, para que de esta forma no se presente un sobrecalentamiento en el sistema cuando se trabaja a rpm elevadas.

### **2.1.2. Motor eléctrico de corriente continua**

Se encarga de convertir la energía eléctrica, que es suministrada, a energía mecánica, provocando un movimiento rotativo, gracias a la acción que se genera del campo eléctrico. Esta energía mecánica es aprovechada por la varilla de vidrio para su respectiva agitación.

### **2.1.3. Funcionamiento del agitador eléctrico digital**

Este equipo debe ser utilizado únicamente para pruebas a escala de laboratorio. Consta de una varilla de vidrio unido a un motor eléctrico de 12 voltios, que mediante un regulador de voltaje permite conseguir las rpm deseadas. Para conocer las partes del equipo y el correcto funcionamiento del mismo, se debe seguir el manual que se encuentra en el Anexo 1.

## **2.2. Obtención de la muestra**

El material con el que se trabajó proviene de la concesión minera “Kristian David”, se recolectó un aproximado de 15 kg de material de la zona de stock de la mina, al material se le aplicó un tratamiento de trituración y pulverización.

Para realizar los ensayos de cianuración, se requirió que el material sea pasante malla N° 200 (75 micrones) del tamiz de marca Humboldt que posee la norma ASTM E11.



**Figura 2.1** Tamiz Humboldt malla 200

**Fuente:** Elaboración propia

### 2.3. Caracterización del material

Se realizaron análisis para conocer sus características y determinar si la muestra presenta algún tipo de cianicida, para el caso del cianuro, o algún compuesto que suba el pH en el caso de la tiourea.

Los análisis realizados fueron de dos tipos:

- **Difracción de rayos X:** Para conocer su composición química, estructura cristalina, el ensayo fue realizado en el instituto de minerales CIMEX, Colombia. Los resultados del ensayo se presentan en el Anexo 2.
- **Ensayo al fuego:** Fue realizado con el fin de determinar la ley de oro presente en la muestra, fue realizado por el laboratorio metalúrgico JV Metals, Portovelo. La ley de la muestra tuvo 12.45 g/ton, los resultados del ensayo se presentan en el Anexo 3.

## 2.4. Equipos e insumos

Para la realización del presente trabajo se utilizaron: equipos de lixiviación, equipos auxiliares y reactivos.

### 2.4.1. Equipos de lixiviación

- **Celdas de lixiviación:** consta de una fuente de alimentación con motor que proporciona una velocidad de agitación a las rpm que se desea trabajar.

### 2.4.2. Equipos auxiliares.

- **Vaso de precipitación:** Tres vasos con capacidad de 1000 ml donde se colocó la pulpa para las respectivas pruebas.
- **Varillas de vidrio:** Varillas de vidrio en forma “L” de 25 cm de largo, encargadas de la agitación de la pulpa.
- **Balanza analítica:** Este tipo de balanza fue requerida para poder medir con un mínimo porcentaje de error las concentraciones de cianuro y tiourea.
- **Balanza de laboratorio:** Con esta balanza se midió la masa de material necesaria para cada una de las pruebas.
- **Probeta:** Se utilizó para medir el agua necesaria para cada una de las pruebas.
- **Campana de extracción:** Se encargó de absorber los gases que se generaron en los procesos de lixiviación.
- **Medidor de pH:** Se utilizó tirillas para medir el pH de cada una de las pruebas, en el caso de la cianuración para controlar la alcalinidad requerida que fue de 10.5 y para la tioureación se necesitó que el pH se mantenga en 2.5.
- **Equipos de protección personal:** Ocupación de mascarilla KN 95, guantes de nitrilo N110, gafas de protección. Estos implemos fueron necesarios cuando se trabajó con la tiourea, ya que se dio en un medio ácido.
- **Jeringa:** Su ocupación se dio al momento de administrar el ácido clorhídrico, debido a que este puede llegar a ser peligroso si se pone en contacto con la piel.

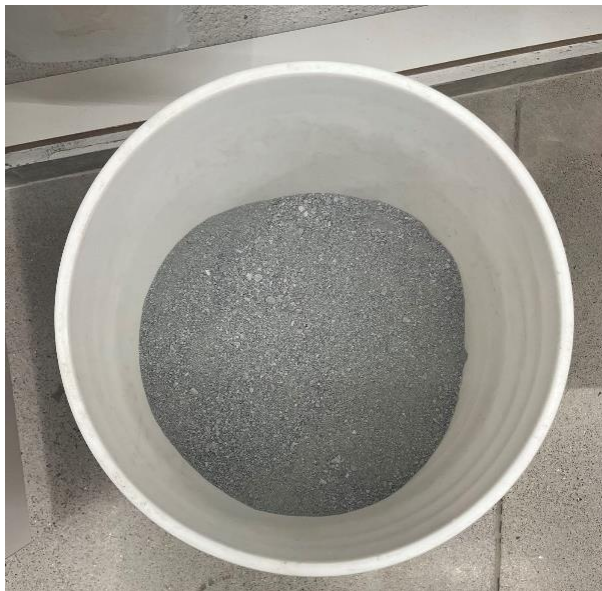
### 2.4.3. Reactivos

- **Cianuro sódico:** Sustancia cristalina blanca para la extracción de oro, esta debe ser aislada de manera efectiva para evitar su hidratación. La concentración que se usó fue de 0.3, 0.6, y 0.9 g/l.
- **Tiourea:** Al igual que el cianuro, es una sustancia cristalina blanca para la disolución del oro. La concentración usada fue de 4, 8 y 12 g/l.
- **Cal:** Se usó para subir el pH a 10.5, su dosificación fue de 5 g/l.
- **Ácido clorhídrico:** Para las pruebas con tiourea se administró este ácido para bajar el pH a 2.5. La concentración fue del 10%.

Los equipos y reactivos se los puede observar en el Anexo 4.

### 2.5. Conminución

Para el proceso de cianuración y tioureación fue necesario que el tamaño del material sea muy pequeño, para que el mineral de interés pueda ser liberado y de esta forma obtener mejores resultados en los procesos de lixiviación.



**Figura 2.2** Material Triturado

**Fuente:** Elaboración propia

El material fue sometido a trituración primaria (trituradora de mandíbulas), trituración secundaria (trituradora de rodillos), molienda (molino de bolas) y pulverizado (pulverizadora).



**Figura 2.3** Material pulverizado, pasante malla 200

**Fuente:** Elaboración propia

## **2.6. Regulación de las rpm del agitador**

Las rpm son las revoluciones por minuto a las que un motor llegan a girar, el motor empleado para estas pruebas alcanza un máximo de 12 voltios, pero las revoluciones por minuto alcanzadas en cada voltio son desconocidas, por lo cual se vio la necesidad de calcular las rpm y determinar una fórmula.

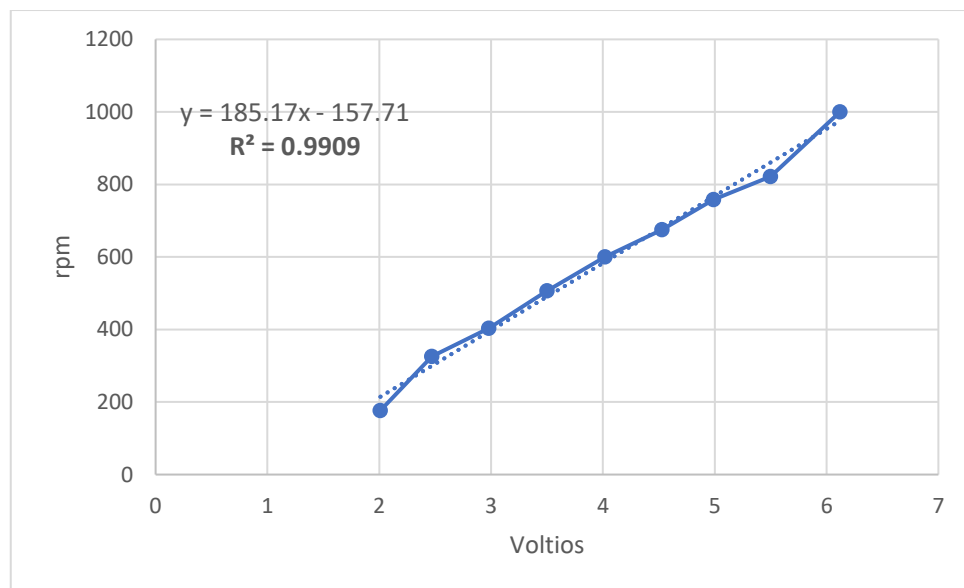
En la siguiente tabla se midió las rpm a determinados intervalos de voltios, obteniendo los siguientes resultados:

**Tabla 2.1** rpm obtenidas a diferentes voltios

Voltios	Tiempo inicial (segundos)	Tiempo final (segundos)	Tiempo de medición (segundos)	Vueltas de motor	rpm
2.01	0.38	1.4	1.02	3	176.5
2.47	0.15	1.07	0.92	5	326.1
2.98	0.43	1.47	1.04	7	403.8
3.5	0.35	1.06	0.71	6	507.0
4.02	0.59	1.29	0.7	7	600.0
4.53	0.2	1	0.8	9	675.0
4.99	0.14	1.01	0.87	11	758.6
5.5	0.39	1.12	0.73	10	821.9
6.12	0.55	1.27	0.72	12	1000.0

**Fuente:** Elaboración propia

Con los datos obtenidos de la tabla 2.1 se realiza la gráfica respectiva para obtener una línea de tendencia, la ecuación de la recta y el valor R cuadrado.

**Figura 2.4** Rpm obtenidas a diferente voltaje

**Fuente:** Elaboración propia

Con un valor de  $R^2 = 0.99$  se hace factible la utilización de la fórmula dada.



$$y = 185.17x - 157.71 \quad (14)$$

Donde:

$x$  = Voltios a los que se debe ajustar para trabajar con las rpm deseadas.

$y$  = Revoluciones por minuto a las que se desea trabajar.

Para el caso de nuestro proyecto se trabajó a 700 rpm, entonces tenemos la siguiente ecuación:

$$x = \frac{(700) + 157.71}{185.17} \quad (15)$$

$$y = 4.63 \text{ V}$$

Necesitamos que el motor trabaje con 4.63 V para las 700 rpm.

## 2.7. Preparación de muestras

Las pruebas de lixiviación fueron realizadas en las instalaciones de la Universidad del Azuay en el laboratorio de química. Se realizaron un total de 48 pruebas, con las variaciones descritas en este capítulo.

Para las pruebas de cianuración, el volumen de la pulpa fue de 500 ml, en cambio, para la tioureación se trabajó con un volumen de pulpa de 250 ml, esto debido a que si se trabajaba con 500 ml se necesitaba un alto consumo de ácido clorhídrico para llegar al pH adecuado.

Una vez acabadas las pruebas, estas fueron almacenadas en un tubo de ensayo de polipropileno, en cada tubo se depositó 15 ml de la solución resultante que posteriormente fueron enviadas al laboratorio JV Metals para su respectivo análisis.

**Tabla 2.2** Número de pruebas a una fracción de sólidos del 15%

<b>Fracción de Sólidos 15%</b>					
<b>Tiempo (minutos)</b>					
<b>NaCN</b>					
	150	300	450	600	
<b>Concentración g/l</b>	0.3	Prueba 1	Prueba 4	Prueba 7	Prueba 10
	0.6	Prueba 2	Prueba 5	Prueba 8	Prueba 11
	0.9	Prueba 3	Prueba 6	Prueba 9	Prueba 12
	<b>Tiourea</b>				
	4	Prueba 25	Prueba 28	Prueba 31	Prueba 34
	8	Prueba 26	Prueba 29	Prueba 32	Prueba 35
	12	Prueba 27	Prueba 30	Prueba 33	Prueba 36

**Fuente:** Elaboración propia

**Tabla 2.3** Número de pruebas a una fracción de sólidos del 30%

<b>Fracción de Sólidos 30%</b>					
<b>Tiempo (minutos)</b>					
<b>NaCN</b>					
	150	300	450	600	
<b>Concentración g/l</b>	0.3	Prueba 13	Prueba 16	Prueba 19	Prueba 22
	0.6	Prueba 14	Prueba 17	Prueba 20	Prueba 23
	0.9	Prueba 15	Prueba 18	Prueba 21	Prueba 24
	<b>Tiourea</b>				
	4	Prueba 37	Prueba 40	Prueba 43	Prueba 46
	8	Prueba 38	Prueba 41	Prueba 44	Prueba 47
	12	Prueba 39	Prueba 42	Prueba 45	Prueba 48

**Fuente:** Elaboración propia

### 2.7.1. Densidad de la pulpa, masa de sólidos y masa de agua

La densidad de la pulpa viene dada por la siguiente fórmula:

$$\rho_{sp} = \frac{1}{\phi P \left( \frac{1}{\rho_{sólido}} - 1 \right) + 1} \quad (16)$$

Donde:

$\rho_{sp} = \text{Densidad de la pulpa (g/cm}^3\text{)}$

$\emptyset P = \text{Porcentaje de sólidos (\%)}$

$\rho_s = \text{Densidad del sólido (g/cm}^3\text{)}$

Una vez calculado la densidad de la pulpa, procedemos a calcular la masa de la pulpa.

$$\rho_{sp} = \frac{m_p}{V_p} \quad (17)$$

$$m_p = \rho_{sp} * V_p \quad (18)$$

Donde:

$m_p = \text{masa de solidos de la pulpa (g)}$

$\rho_{sp} = \text{densidad de la pulpa (g/cm}^3\text{)}$

$V_p = \text{Volumen de la pulpa (cm}^3\text{)}$

Calculada la masa de la pulpa, podemos determinar la masa de material que se requiere y el volumen de agua requerida teniendo en cuenta la densidad del agua de 1 g/cm<sup>3</sup>.

$$m_{H_2O} = (1 - \emptyset P) * m_p = V_{H_2O} \quad (19)$$

$$m_s = (\emptyset P) * m_p \quad (20)$$

Donde:

$m_{H_2O} = \text{masa del agua (g)}$

$m_s = \text{masa del solido (g)}$

$V_{H_2O} = \text{Volumen del agua (cm}^3\text{)}$

Se trabajo en las pruebas con un porcentaje de sólidos del 15% y 30%.

Para una fracción de sólidos del 15% tenemos:

$$\rho_{sp} = \frac{1}{15\% \left( \frac{1}{2.4 \frac{g}{cm^3}} - 1 \right) + 1} \quad (21)$$

$$\rho_{sp} = 1.096 \text{ g/cm}^3$$

Para las pruebas de cianuración tendremos un volumen de 500 ml o 500 cm<sup>3</sup>.

$$mp = 1.096 \frac{g}{cm^3} * 500 \text{ cm}^3 \quad (22)$$

$$mp = 548 \text{ g}$$

$$m_{H_2O} = (1 - 15\%) * 548 \text{ g} \quad (23)$$

$$m_{H_2O} = 465.8 \text{ g} = 465.8 \text{ cm}^3 = 465.8 \text{ ml}$$

$$ms = (15\%) * 548 \text{ g} \quad (24)$$

$$ms = 82.2 \text{ g}$$

Para las pruebas de tioureación tendremos un volumen de 250 ml o 250 cm<sup>3</sup>.

$$mp = 1.096 \frac{g}{cm^3} * 250 \text{ cm}^3 \quad (25)$$

$$mp = 274 \text{ g}$$

$$mH_2O = (1 - 15\%) * 274 \text{ g} \quad (26)$$

$$mH_2O = 232.9 \text{ g} = 232.9 \text{ cm}^3 = 232.9 \text{ ml}$$

$$ms = (15\%) * 274 \text{ g} \quad (27)$$

$$ms = 41.1 \text{ g}$$

Para una fracción de sólidos del 30% tenemos:

$$\rho_{sp} = \frac{1}{30\% \left( \frac{1}{2.4 \text{ g/cm}^3} - 1 \right) + 1} \quad (28)$$

$$\rho_{sp} = 1.212 \text{ g/cm}^3$$

Para las pruebas de cianuración trabajamos con un volumen de 500 ml o 500 cm<sup>3</sup>.

$$mp = 1.212 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} * 500 \text{ cm}^3 \quad (29)$$

$$mp = 606.06 \text{ g}$$

$$mH_2O = (1 - 30\%) * 606.06 \text{ g} \quad (30)$$

$$mH_2O = 424.24 \text{ g} = 424.24 \text{ cm}^3 = 424.24 \text{ ml}$$

$$ms = (30\%) * 606.06 \text{ g} \quad (31)$$

$$ms = 181.818 \text{ g}$$

Para las pruebas de tioureación trabajamos con un volumen de 250 ml o 250 cm<sup>3</sup>.

$$mp = 1.212 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} * 250 \text{ cm}^3 \quad (32)$$

$$mp = 303.03 \text{ g}$$

$$mH_2O = (1 - 30\%) * 303.3 \text{ g} \quad (33)$$

$$mH_2O = 212.12 \text{ g} = 212.31 \text{ cm}^3 = 212.31 \text{ ml}$$

$$ms = (30\%) * 303.03 \text{ g} \quad (34)$$

$$ms = 90.91 \text{ g}$$

## 2.7.2. Parámetros a utilizar para las pruebas de lixiviación

### 2.7.2.1. Parámetros generales

- Velocidad de agitación: 700 rpm.
- Temperatura: Ambiente
- pH para cianuración: 10.5 (alcalino)
- pH para tioureación: 2.5 (ácido)
- Granulometría: pasante malla 200

### 2.7.2.2. Parámetros específicos

A continuación, se detallará los parámetros específicos para cada una de las pruebas:

**Tabla 2.4** Parámetros para cada prueba con cianuro

Cianuro						
Prueba #	m (g)	VH <sub>2</sub> O (ml)	Tiempo (min)	V pulpa (ml)	NaCN (g/l)	ØP
1	82.2	465.8	150	500	0.15	15%
2	82.2	465.8	150	500	0.3	15%
3	82.2	465.8	150	500	0.45	15%
4	82.2	465.8	300	500	0.15	15%
5	82.2	465.8	300	500	0.3	15%
6	82.2	465.8	300	500	0.45	15%
7	82.2	465.8	450	500	0.15	15%
8	82.2	465.8	450	500	0.3	15%
9	82.2	465.8	450	500	0.45	15%
10	82.2	465.8	600	500	0.15	15%
11	82.2	465.8	600	500	0.3	15%
12	82.2	465.8	600	500	0.45	15%
13	181.82	424.24	150	500	0.15	30%
14	181.82	424.24	150	500	0.3	30%
15	181.82	424.24	150	500	0.45	30%
16	181.82	424.24	300	500	0.15	30%
17	181.82	424.24	300	500	0.3	30%
18	181.82	424.24	300	500	0.45	30%
19	181.82	424.24	450	500	0.15	30%
20	181.82	424.24	450	500	0.3	30%
21	181.82	424.24	450	500	0.45	30%
22	181.82	424.24	600	500	0.15	30%
23	181.82	424.24	600	500	0.3	30%
24	181.82	424.24	600	500	0.45	30%

**Fuente:** Elaboración propia

**Tabla 2.5** Parámetros para cada prueba con tiourea

Tiourea						
Prueba #	m (g)	VH <sub>2</sub> O (ml)	Tiempo (min)	V pulpa (ml)	Tiourea (g/l)	ØP
25	41.1	232.9	150	250	1	15%
26	41.1	232.9	150	250	2	15%
27	41.1	232.9	150	250	3	15%
28	41.1	232.9	300	250	1	15%
29	41.1	232.9	300	250	2	15%
30	41.1	232.9	300	250	3	15%
31	41.1	232.9	450	250	1	15%
32	41.1	232.9	450	250	2	15%
33	41.1	232.9	450	250	3	15%
34	41.1	232.9	600	250	1	15%
35	41.1	232.9	600	250	2	15%
36	41.1	232.9	600	250	3	15%
37	90.91	212.31	150	250	1	30%
38	90.91	212.31	150	250	2	30%
39	90.91	212.31	150	250	3	30%
40	90.91	212.31	300	250	1	30%
41	90.91	212.31	300	250	2	30%
42	90.91	212.31	300	250	3	30%
43	90.91	212.31	450	250	1	30%
44	90.91	212.31	450	250	2	30%
45	90.91	212.31	450	250	3	30%
46	90.91	212.31	600	250	1	30%
47	90.91	212.31	600	250	2	30%
48	90.91	212.31	600	250	3	30%

**Fuente:** Elaboración propia

## 2.8. Ejecución de pruebas

Las pruebas de cianuración se desarrollaron de la siguiente manera:

### 2.8.1. Pruebas con cianuro

1. Se prepararon tres vasos de precipitación, a cada vaso se le agregó 465.8 ml de agua, seguido de 82.2 g de mineral (15% fracción de sólidos), posteriormente fueron agitados por una varilla de vidrio para su homogeneización.



2. Seguidamente, se agregó los reactivos, y lo primero que se hizo fue añadir 5 g de cal para elevar su pH a 10.5, y se esperó un tiempo de 10 minutos para verificar su pH con las tirillas de medición.
3. Verificado su pH, en una balanza analítica se midió la cantidad de cianuro que debe ser añadida. Como las concentraciones de cianuro estaban dadas en gramos por litro y el volumen de la pulpa es de medio litro (500 ml), entonces en el primer vaso se añadió 0.15 g de NaCN, en el segundo 0.3 g de NaCN y en el tercer vaso 0.45 g de cianuro.
4. Se introdujo los vasos de precipitación dentro de la campana de extracción, se prendió el equipo, se reguló el voltaje a 4.63 V para llegar a las 700 rpm.



**Figura 2.5** Pruebas de lixiviación

**Fuente:** Elaboración propia

5. Se esperó un tiempo requerido de 150, 300, 450 y 600 minutos y se extrajo de cada vaso 15 ml mediante una jeringa, después se depositó la muestra en el tubo de ensayo, para su posterior análisis, obteniendo así las primeras 12 pruebas.
6. Para la fracción de sólidos al 30%, en los envases se colocó 424.24 ml de agua y 181.82 g de mineral, el procedimiento fue repetido tal cual se los describió con

anterioridad y se obtuvo las siguientes 12 pruebas, teniendo un total de 24 pruebas de cianuración.

7. Una vez acabadas las pruebas, el sobrante fue neutralizado y depositado en un envase de polipropileno para su correspondiente desecho.

### **2.8.2. Pruebas con tiourea**

1. Para el caso de la tiourea, en los vasos se colocó 232.9 ml de agua con 41.1 g de mineral para tener 15% de fracción de sólidos y posteriormente se homogenizó.
2. Se agrego reactivos, primero se añadió 25 ml de ácido clorhídrico al 10% en cada vaso para bajar su pH a 2.5, la verificación se dio mediante las tirillas de pH.
3. Las concentraciones de tiourea estaban dadas en gramos por litro y el volumen de la pulpa fue de  $\frac{1}{4}$  de litro (250 ml), entonces en el primer vaso se añadió 1 gramo de tiourea, 2 gramos al segundo vaso y 3 gramos al tercer vaso.
4. Una vez agregada la tiourea, se procedió a realizar la agitación a 700 rpm y se realizó 7 controles de pH cada cierto tiempo, con el fin de que el pH se mantenga en 2.5, a continuación, se detalla cada control:
  - 1<sup>er</sup> control a los 15 minutos de la prueba, se agregó 15 ml de ácido.
  - 2<sup>do</sup> control a los 60 minutos de la prueba, se agregó 15 ml de ácido.
  - 3<sup>er</sup> control a los 90 minutos de la prueba, se agregó 10 ml de ácido.
  - 4<sup>to</sup> control a los 180 minutos de la prueba, se agregó 10 ml de ácido.
  - 5<sup>to</sup> control a los 300 minutos de la prueba, se agregó 5 ml de ácido.
  - 6<sup>to</sup> control a los 450 minutos de la prueba, el pH se mantuvo en 2.5.
  - 7<sup>to</sup> control a los 600 minutos de la prueba, el pH continuo en 2.5.

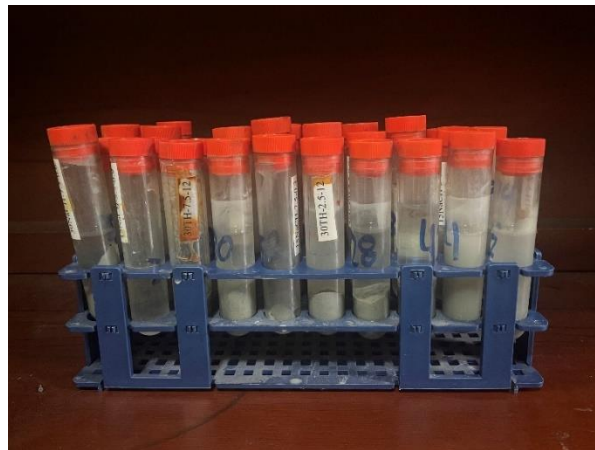
Por lo que en cada vaso se necesitó 80 ml de ácido para que en los 600 minutos se mantenga un pH de 2.5.

5. Una vez esperado el tiempo requerido se extrajo 15 ml necesarios para los respectivos análisis, obteniendo así las primeras 12 pruebas.

6. Para la fracción de sólidos al 30% se agregó 212.31 ml de agua y 90.91 gramos de mineral, seguidamente se inyectó 30 ml de ácido a cada vaso para llegar a un pH de 2.5.
7. Después de verificar su pH se agregó la dosis de tiourea que ya se mencionó en el numeral 3 de estas pruebas y se procedió a regular el agitador a 700 rpm.
8. Se realizó 7 controles de pH cada determinado tiempo para lograr que la solución sea estable a un pH de 2.5. Cada control se detalla a continuación:
  - 1<sup>er</sup> control a los 15 minutos de la prueba, se agregó 25 ml de ácido.
  - 2<sup>do</sup> control a los 60 minutos de la prueba, se agregó 20 ml de ácido.
  - 3<sup>er</sup> control a los 90 minutos de la prueba, se agregó 15 ml de ácido.
  - 4<sup>to</sup> control a los 180 minutos de la prueba, se agregó 10 ml de ácido.
  - 5<sup>to</sup> control a los 300 minutos de la prueba, se agregó 5 ml de ácido.
  - 6<sup>to</sup> control a los 450 minutos de la prueba, el pH se mantuvo en 2.5.
  - 7<sup>to</sup> control a los 600 minutos de la prueba, el pH continuo en 2.5.

Cada vaso necesitó 105 ml de ácido para que su pH se mantenga estable a 2.5 a los 600 minutos

9. Acabadas las pruebas, se tomaron las 12 muestras restantes, dando un total de 24 muestras para la tioureación.



**Figura 2.6** Muestras recolectadas después de las pruebas

**Fuente:** Elaboración propia

10. Una vez acabadas las pruebas, el sobrante fue neutralizado y depositado en un envase de polipropileno para su correspondiente desecho.

## 2.9. Análisis de concentrado

Las 48 pruebas fueron analizadas en el laboratorio de JV Metals mediante la técnica analítica de Espectrofotometría de Absorción Atómica, dando los siguientes resultados:

**Tabla 2.6** Resultados de las pruebas de absorción atómica a una fracción de sólidos del 15%

		<b>Fracción de Sólidos 15%</b>				
		Tiempo (minutos)				
		0	150	300	450	600
Concentración g/l	NaCN					
	0.3	0	<b>0.27</b>	<b>0.3</b>	<b>0.32</b>	<b>0.35</b>
	0.6	0	<b>0.25</b>	<b>0.33</b>	<b>0.68</b>	<b>1.05</b>
	0.9	0	<b>0.28</b>	<b>0.39</b>	<b>0.49</b>	<b>0.6</b>
	Tiourea					
	4	0	<b>1.39</b>	<b>1.74</b>	<b>1.84</b>	<b>1.88</b>
	8	0	<b>1.52</b>	<b>1.63</b>	<b>1.82</b>	<b>1.96</b>
	12	0	<b>1.62</b>	<b>1.78</b>	<b>1.97</b>	<b>2.01</b>

**Fuente:** Elaboración propia

**Tabla 2.7** Resultados de las pruebas de absorción atómica a una fracción de sólidos del 30%

		<b>Fracción de Sólidos 30%</b>				
		Tiempo (minutos)				
		0	150	300	450	600
Concentración g/l	NaCN					
	0.3	0	<b>0.65</b>	<b>1.71</b>	<b>2.43</b>	<b>2.98</b>
	0.6	0	<b>1.3</b>	<b>1.79</b>	<b>3.43</b>	<b>4.07</b>
	0.9	0	<b>1.74</b>	<b>1.79</b>	<b>2.54</b>	<b>3.35</b>
	Tiourea					
	4	0	<b>2.48</b>	<b>2.15</b>	<b>2.61</b>	<b>2.73</b>
	8	0	<b>1.95</b>	<b>2.56</b>	<b>2.8</b>	<b>3</b>
	12	0	<b>1.98</b>	<b>2.69</b>	<b>2.86</b>	<b>2.95</b>

**Fuente:** Elaboración propia

En el Anexo 5 se observa los resultados obtenidos en este laboratorio.

## 2.10. Análisis de la ley de cabeza

La ley del mineral de oro con la que se trabajó es de 12.45 g/ton, sin embargo, se necesitó conocer cuanto oro está presente en un metro cúbico de pulpa, debido a que los resultados de las pruebas se encuentran en g/m<sup>3</sup> y de esta manera poder determinar el porcentaje de recuperación de las diferentes pruebas realizadas.

### 2.10.1. Análisis al 15% de sólidos

En las pruebas al 15% de sólidos se trabajó con 500 ml de pulpa, en 500 ml se encontraba 82.2 g de material, entonces en 1 m<sup>3</sup> de pulpa (1000000 ml) tenemos:

$$\begin{aligned}
 500 \text{ ml} &\rightarrow 82.2 \text{ g de mineral} \\
 1000000 \text{ ml} &\rightarrow x \text{ g de mineral} \\
 x &= \frac{1000000 \text{ ml} * 82.2 \text{ g de mineral}}{500 \text{ ml}}
 \end{aligned}
 \tag{35}$$

$$x = 164400 \text{ g} = 164.4 \text{ kg}$$

En  $1 \text{ m}^3$  de pulpa tenemos 160.4 kg de material, entonces se necesitó saber cuánto oro está presente en esos 160.4 kg de material con una ley de 12.45 g/ton, tenemos:

$$\begin{array}{l}
 12.45 \text{ g de oro} \quad \rightarrow \quad 1000 \text{ kg de materil} \\
 x \quad \rightarrow \quad 164.4 \text{ kg de material} \\
 x = \frac{164.4 \text{ kg de mineral} * 12.45 \text{ g de oro}}{1000 \text{ kg de mineral}} \quad (36) \\
 x = 2.05 \text{ g de oro}
 \end{array}$$

Podemos decir que en  $1 \text{ m}^3$  de pulpa al 15% de sólidos, existe 2.05 g de oro.

### 2.10.2. Análisis al 30% de sólidos

Trabajamos con 500 ml de pulpa al 30% de sólidos, en esta cantidad de pulpa existe 181.82 g de material, entonces en  $1 \text{ m}^3$  de pulpa tenemos:

$$\begin{array}{l}
 500 \text{ ml} \quad \rightarrow \quad 181.82 \text{ g de mineral} \\
 1000000 \text{ ml} \quad \rightarrow \quad x \text{ g de mineral} \\
 x = \frac{1000000 \text{ ml} * 181.82 \text{ g}}{500 \text{ ml}} \quad (37) \\
 x = 363640 \text{ g} = 363.64 \text{ kg}
 \end{array}$$

En  $1 \text{ m}^3$  de pulpa tenemos 363.64 kg de material, la cantidad de oro presente en este material con una ley de 12.45 g/ton es la siguiente:

$$\begin{aligned} 12.45 \text{ g de oro} &\rightarrow 1000 \text{ kg de mineral} \\ x &\rightarrow 363.64 \text{ kg de material} \\ x &= \frac{363.64 \text{ kg de materil} * 12.45 \text{ g de oro}}{1000 \text{ kg de materil}} \end{aligned} \quad (38)$$

**$x = 4.53 \text{ g de oro}$**

En 1 m<sup>3</sup> de pulpa al 30% de sólidos, tenemos 4.53 g de oro.

## CAPÍTULO 3

### ANÁLISIS DE RESULTADOS

En este capítulo se detallan los resultados obtenidos en las diferentes pruebas y serán detallados para una mejor comprensión por medio de gráficas, y de esta manera poder determinar qué proceso de lixiviación obtuvo una mayor recuperación.

#### 3. Tablas y gráficas de los resultados

Una vez terminada las respectivas pruebas, se organizó los resultados en las siguientes tablas:

**Tabla 3.1** Extracción de Au a diferentes concentraciones de cianuro al 15% de fracción de sólidos.

Determinación de oro en el proceso de lixiviación a 700 rpm (15% de sólidos)			
Tiempo (min)	0.3 g/l de NaCN	0.6 g/l de NaCN	0.9 g/l de NaCN
Concentración de Au en solución en (ppm)			
0	0	0	0
150	0.27	0.25	0.28
300	0.3	0.33	0.39
450	0.32	0.68	0.49
600	0.35	1.05	0.6

**Fuente:** Elaboración propia

En la tabla 3.1 muestran la concentración en ppm de Au extraído con cianuro a una velocidad de agitación de 700 rpm, una fracción de sólidos del 15% y a determinado intervalos de tiempo de: 0, 150, 300, 450 y 600 minutos.



**Tabla 3.2** Porcentaje de recuperación de Au a diferentes concentraciones de cianuro al 15% de fracción de sólidos.

Determinación de oro en el proceso de lixiviación a 700 rpm (15% de sólidos)			
Tiempo (min)	0.3 g/l de NaCN	0.6 g/l de NaCN	0.9 g/l de NaCN
Porcentaje de recuperación de Au			
0	0%	0%	0%
150	13.2%	12.2%	13.7%
300	14.6%	16.1%	19.0%
450	15.6%	33.2%	23.9%
600	17.1%	51.2%	29.3%

**Fuente:** Elaboración propia

En la tabla 3.2 se muestra el porcentaje de Au recuperado, teniendo en cuenta los resultados de la tabla 3.1 y una ley obtenida en el capítulo 2 de 2.05 g de oro por m<sup>3</sup> de pulpa a una fracción de sólidos del 15%.

**Tabla 3.3** Extracción de Au a diferentes concentraciones de cianuro al 30% de fracción de sólidos.

Determinación de oro en el proceso de lixiviación a 700 rpm (30% de sólidos)			
Tiempo (min)	0.3 g/l de NaCN	0.6 g/l de NaCN	0.9 g/l de NaCN
Concentración de Au en solución en (ppm)			
0	0	0	0
150	0.65	1.3	1.74
300	1.71	1.79	1.79
450	2.43	3.43	2.54
600	2.98	4.07	3.35

**Fuente:** Elaboración propia

En la tabla 3.3 se muestra la concentración en ppm de Au extraído con cianuro a una fracción de sólidos del 30% a determinados intervalos de tiempo de: 0, 150, 300, 450 y 600 minutos.

**Tabla 3.4** Porcentaje de recuperación de Au a diferentes concentraciones de cianuro al 30% de fracción de sólidos.

Determinación de oro en el proceso de lixiviación a 700 rpm (30% de sólidos)			
Tiempo (min)	0.3 g/l de NaCN	0.6 g/l de NaCN	0.9 g/l de NaCN
	Porcentaje de recuperación de Au		
0	0%	0%	0%
150	14.3%	28.7%	38.4%
300	37.7%	39.5%	39.5%
450	53.6%	75.7%	56.1%
600	65.8%	89.8%	74.0%

**Fuente:** Elaboración propia

En la tabla 3.4 se muestra el porcentaje de Au recuperado en base a los resultados de Au extraído de la tabla 3.3 y a una ley de 4.53 g de oro por m<sup>3</sup> de pulpa con la fracción de sólidos del 30%, obtenida en el capítulo 2.

**Tabla 3.5** Extracción de Au a diferentes concentraciones de tiourea al 15% de fracción de sólidos.

Determinación de oro en el proceso de lixiviación a 700 rpm (15% de sólidos)			
Tiempo (min)	4 g/l de Tiourea	8 g/l de Tiourea	12 g/l de Tiourea
	Concentración de Au en solución en (ppm)		
0	0	0	0
50	1.39	1.52	1.62
300	1.74	1.63	1.78
450	1.84	1.82	1.97
600	1.88	1.96	2.01

**Fuente:** Elaboración propia

En la tabla 3.5 se muestra las concentraciones de Au extraídas con tiourea a una fracción de sólidos del 15% a determinados intervalos de tiempo de: 0, 150, 300, 450 y 600 minutos).

**Tabla 3.6** Porcentaje de recuperación de Au a diferentes concentraciones de tiourea al 15% de fracción de sólidos.

Determinación de oro en el proceso de lixiviación a 700 rpm (15% de sólidos)			
Tiempo (min)	4 g/l de Tiourea	8 g/l de Tiourea	12 g/l de Tiourea
	Porcentaje de recuperación de Au		
0	0%	0%	0%
150	67.8%	74.1%	79.0%
300	84.9%	79.5%	86.8%
450	89.8%	88.8%	96.1%
600	91.7%	95.6%	98.0%

**Fuente:** Elaboración propia

En la tabla 3.6 se muestra el porcentaje de Au recuperado, teniendo en cuenta los resultados de la tabla 3.5 y una ley de 2.05 g de oro por m<sup>3</sup> de pulpa al 15% de sólidos.

**Tabla 3.7** Extracción de Au a diferentes concentraciones de tiourea al 30% de fracción de sólidos.

Determinación de oro en el proceso de lixiviación a 700 rpm (30% de sólidos)			
Tiempo (min)	4 g/l de Tiourea	8 g/l de Tiourea	12 g/l de Tiourea
	Concentración de Au en solución en (ppm)		
0	0	0	0
150	2.48	1.95	1.98
300	2.15	2.56	2.69
450	2.61	2.8	2.86
600	2.73	3	2.95

**Fuente:** Elaboración propia

En la tabla 3.7 se muestra los resultados de las concentraciones de Au extraídas con tiourea a una fracción de sólidos del 30%.

**Tabla 3.8** Porcentaje de recuperación de Au a diferentes concentraciones de tiourea al 30% de fracción de sólidos.

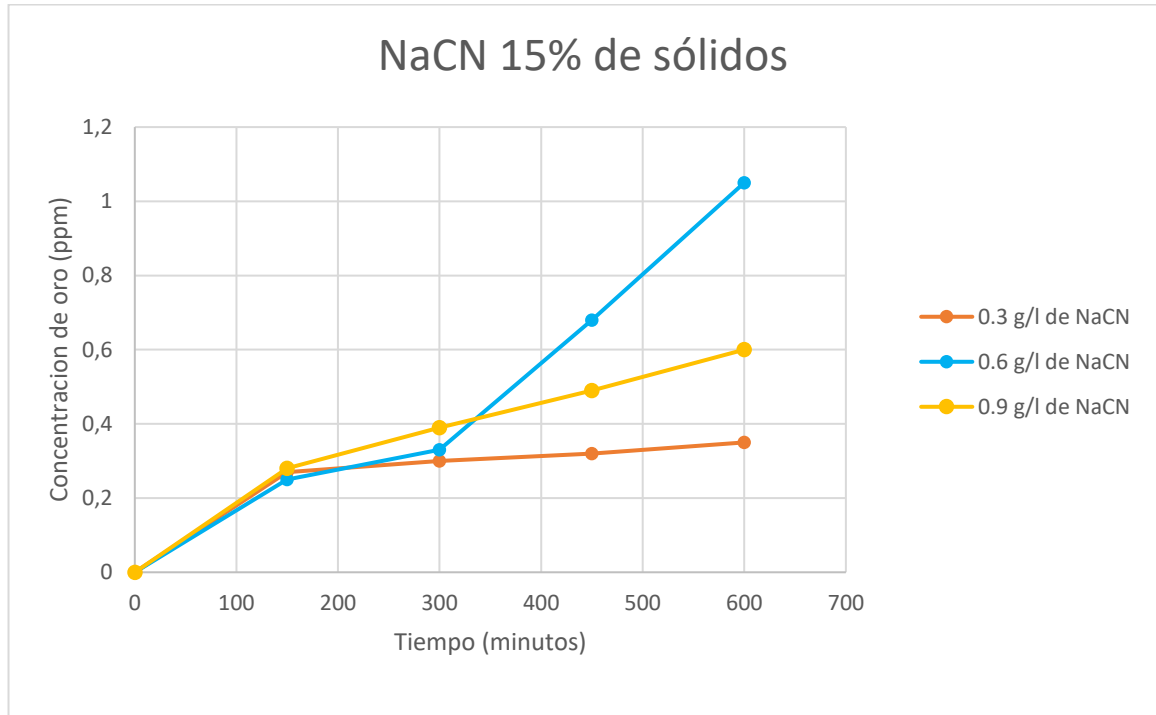
Determinación de oro en el proceso de lixiviación a 700 rpm (30% de sólidos)			
Tiempo (min)	4 g/l de Tiourea	8 g/l de Tiourea	12 g/l de Tiourea
	Porcentaje de recuperación de Au		
0	0%	0%	0%
150	54.7%	43.0%	43.7%
300	47.5%	56.5%	59.4%
450	57.6%	61.8%	63.1%
600	60.3%	66.2%	65.1%

**Fuente:** Elaboración propia

En la tabla 3.8 se muestra el porcentaje de Au recuperado, teniendo en cuenta los resultados de la tabla 3.7 y una ley de 4.53 g de oro por m<sup>3</sup> de pulpa al 30% de sólidos.

### 3.1.Resultados de las pruebas de cianuración

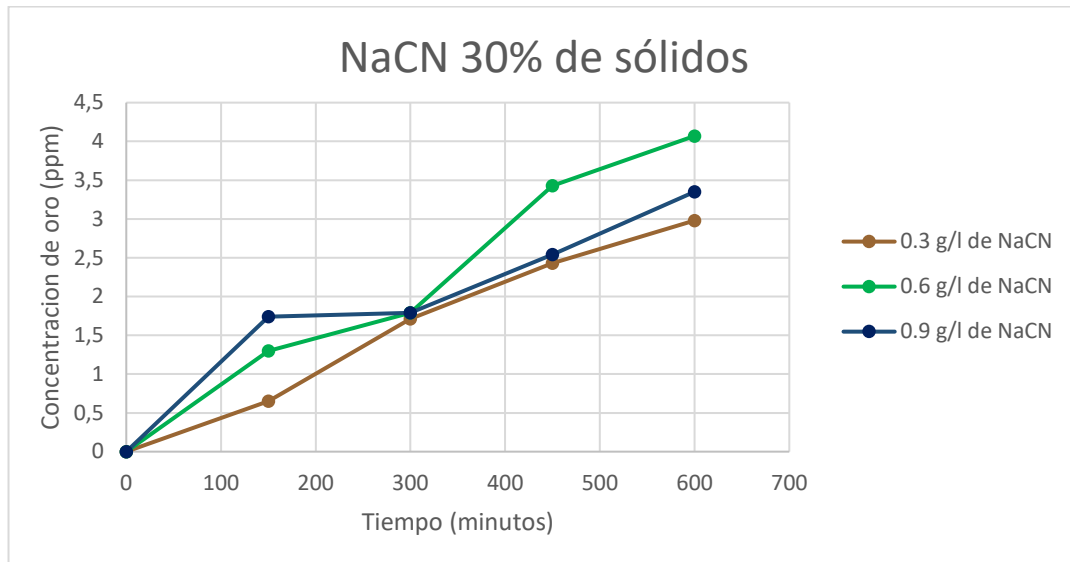
Una vez organizados los resultados en las tablas, se procede a graficar los valores obtenidos en las siguientes figuras:



**Figura 3.1** Concentración de oro a 0.3 g/l, 0.6 g/l, 0.9 g/l de cianuro a 15% ØP

**Fuente:** Elaboración Propia

Los análisis de los resultados obtenidos en la figura 3.1 permitió establecer que, a una velocidad de agitación de 700 rpm, se obtiene una mínima extracción de 0.35 ppm con una concentración de 0.3 g/l de NaCN y la máxima de 1.05 ppm con una concentración de 0.6 g/l de NaCN, luego de los 600 minutos. Sin embargo, si el tiempo de lixiviación no supera los 300 minutos, se puede utilizar cualquiera de los 3 tipos de concentración de cianuro, ya que en los resultados obtenidos no se evidencia una gran diferencia de la extracción de Au.

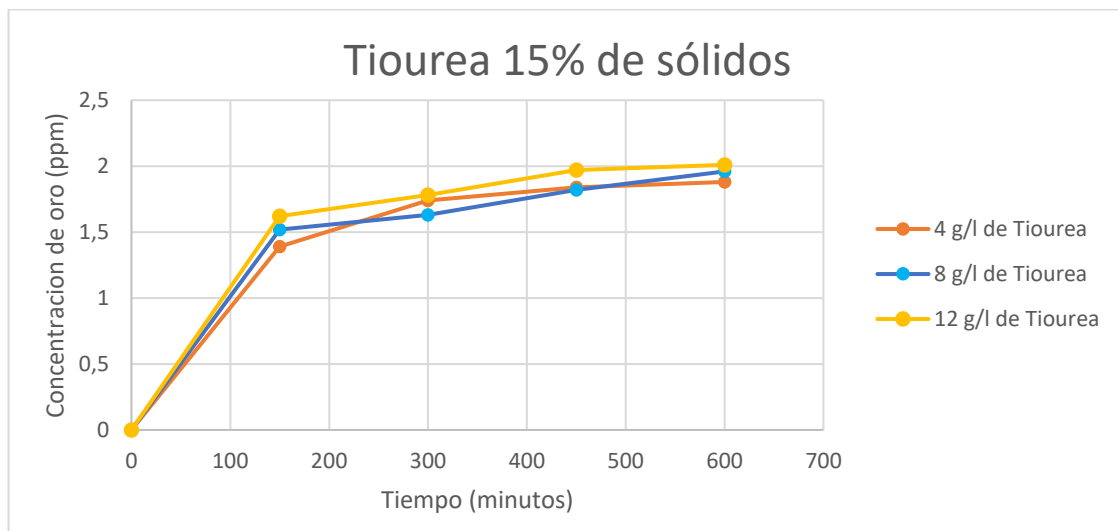


**Figura 3.2** Concentración de oro a 0.3 g/l, 0.6 g/l, 0.9 g/l de cianuro a 30% ØP

**Fuente:** Elaboración Propia

Con la figura 3.2 con una velocidad de agitación de 700 rpm y una fracción de sólidos del 30%, permitió establecer que se obtiene una extracción máxima de 4.07 ppm a una concentración de 0.6 g/l de NaCN y la extracción mínima obtenida es de 2.98 ppm con una concentración de 0.3 g/l de NaCN a los 600 minutos.

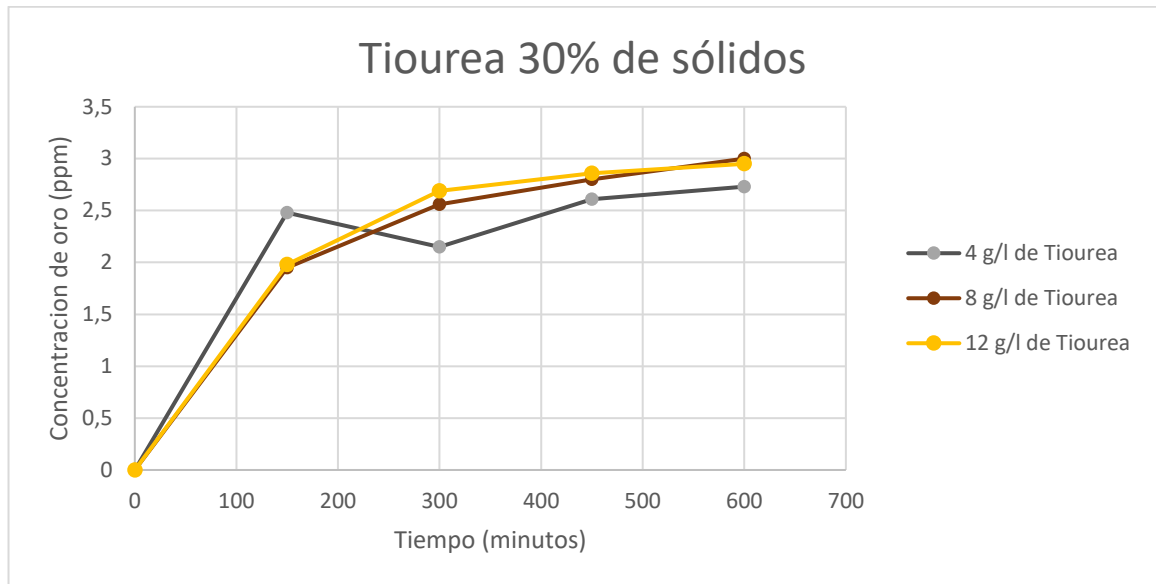
### 3.2.Resultados de las pruebas de tioureaación



**Figura 3.3** Concentración de oro a 4 g/l, 8 g/l, 12 g/l de tiourea a 15% ØP

**Fuente:** Elaboración Propia

Con la información proporcionado de la figura 3.3. permitió establecer que, a 700 rpm y 15% de sólidos, la máxima extracción de Au es de 2.01 ppm a una concentración de 12 g/l de tiourea y la mínima fue de 1.96 ppm a una concentración de 4 g/l de tiourea, en un tiempo de lixiviación de 600 minutos.



**Figura 3.4** Concentración de oro a 4 g/l, 8 g/l, 12 g/l de tiourea a 30% ØP

**Fuente:** Elaboración Propia

En base a la figura 3.4 se puede establecer que a una fracción de sólidos del 30%, la máxima extracción es de 3 ppm a una concentración de 8 g/l de tiourea y la mínima fue de 2.73 ppm a 4 g/l de tiourea. Los resultados obtenidos fueron a un tiempo de lixiviación de 600 minutos

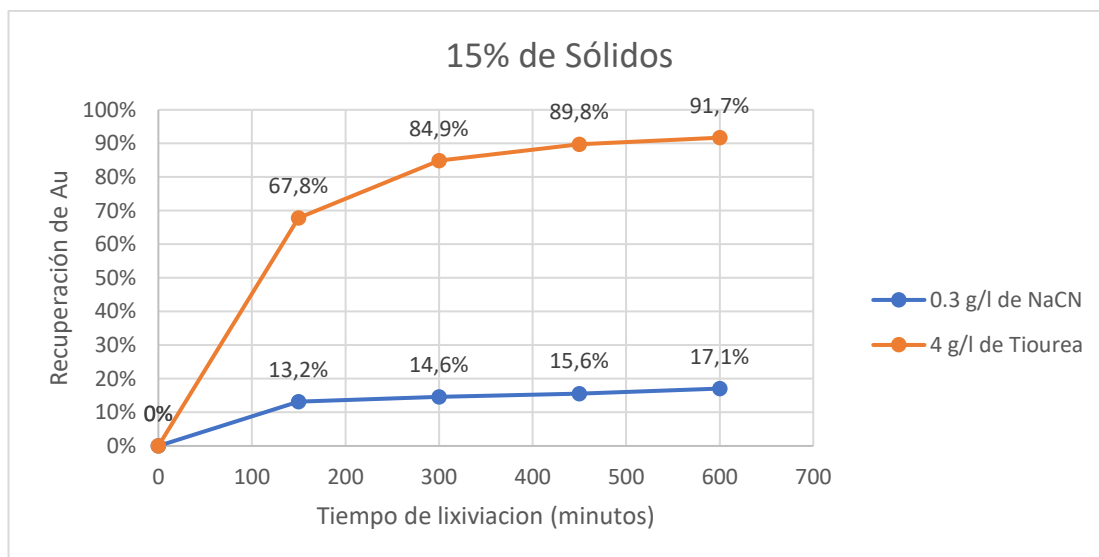
### 3.3.Comparativa entre la cianuración y la tioureaación

En las figuras 3.5, 3.6, 3.7, 3.8, 3.9 y 3.10 se hace una comparativa entre la lixiviación con cianuro y tiourea, en base a la información de las tablas 3.1, 3.2, 3.3 y 3.4, cada figura contiene la siguiente información:

**Tabla 3.9** Parámetros para la comparativa entre el cianuro y la tiourea

# de Figura	Fracción de sólidos	NaCN	Tiourea	Tipos de concentración
Figura 3.5	15%	0.3 g/l	4 g/l	Concentración mínima
Figura 3.6	15%	0.6 g/l	8 g/l	Concentración intermedia
Figura 3.7	15%	0.9 g/l	12 g/l	Concentración máxima
Figura 3.8	30%	0.3 g/l	4 g/l	Concentración mínima
Figura 3.9	30%	0.6 g/l	8 g/l	Concentración intermedia
Figura 3.10	30%	0.9 g/l	12 g/l	Concentración máxima

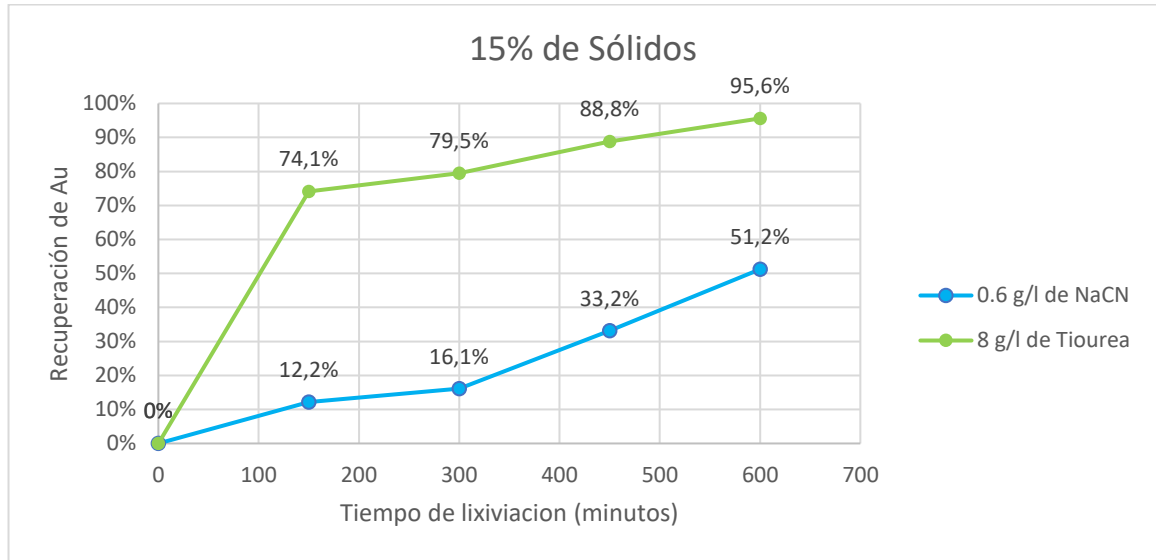
**Fuente:** Elaboración propia

**Figura 3.5** Concentración de oro a 0.3 g/l de cianuro y 4 g/l de tiourea al 15 ØP

**Fuente:** Elaboración Propia

En la figura 3.5 se puede establecer que la tiourea tiene un porcentaje de recuperación del 91.7% y el cianuro un 17.1%, esto da a entender que la tiourea recupera 5.36 veces más que el cianuro, teniendo una diferencia del 74.6% de Au recuperado.

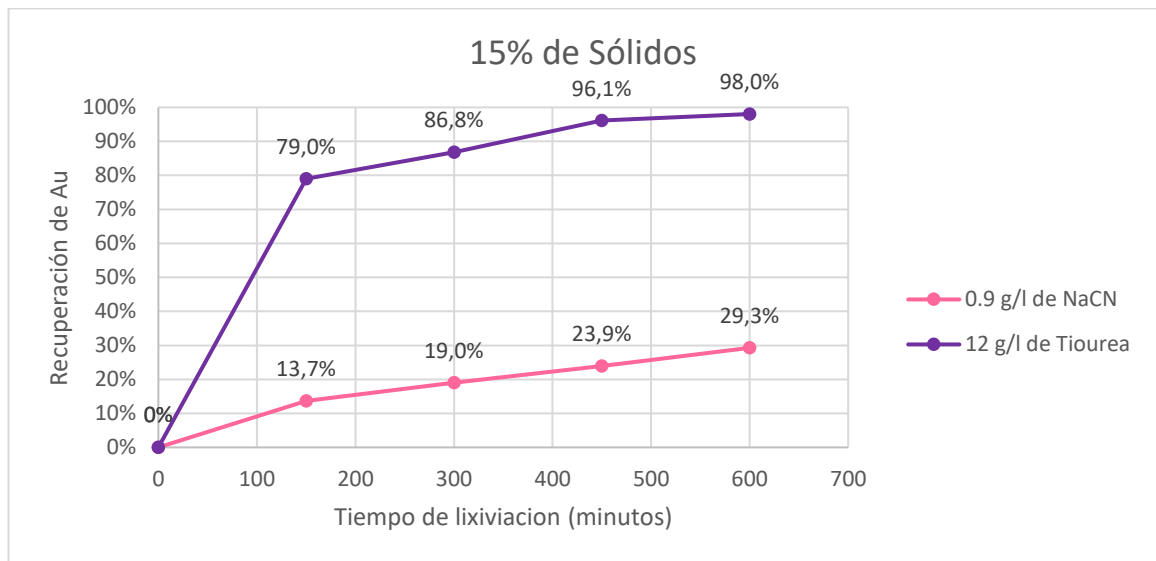




**Figura 3.6** Concentración de oro a 0.6 g/l de cianuro y 8 g/l de tiourea al 15 ØP

**Fuente:** Elaboración Propia

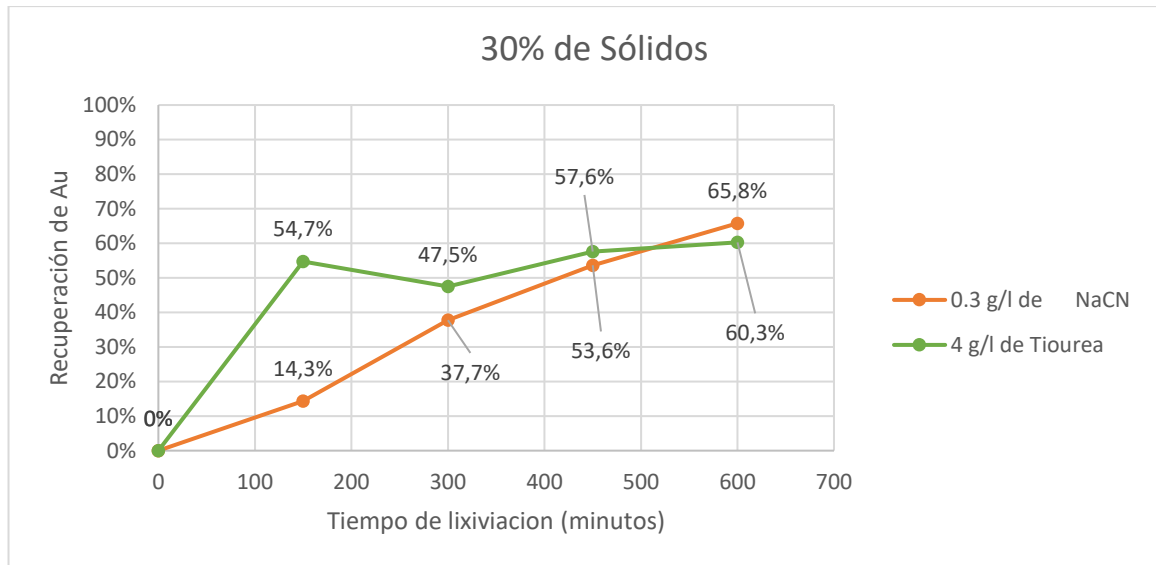
En la figura 3.6 el cianuro obtiene un porcentaje de recuperación del 51.2%, siendo esta el porcentaje más alto alcanzado por el cianuro a una fracción de sólidos del 15%, mientras que la tiourea obtiene un porcentaje del 95.6%, al igual que en el caso de la figura 3.5 la tiourea sigue teniendo un porcentaje de recuperación mayor a la del cianuro, siendo la diferencia de 44.4%.



**Figura 3.7** Concentración de oro a 0.9 g/l de cianuro y 12 g/l de tiourea al 15 ØP

**Fuente:** Elaboración Propia

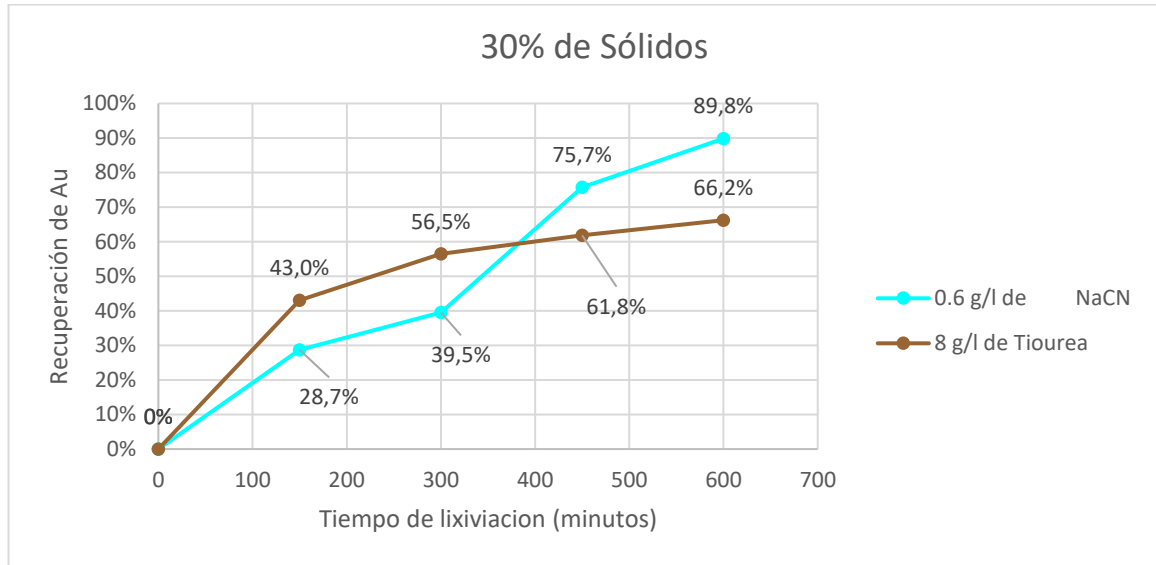
En la figura 3.7 la tiourea alcanza un porcentaje de recuperación del 98%, siendo esta la recuperación más alta obtenida por la tiourea a una fracción de sólidos del 15%, mientras que el cianuro alcanza una recuperación del 29.3%, dando una diferencia del 68.7%.



**Figura 3.8** Concentración de oro a 0.3 g/l de cianuro y 4 g/l de tiourea al 30 ØP

**Fuente:** Elaboración Propia

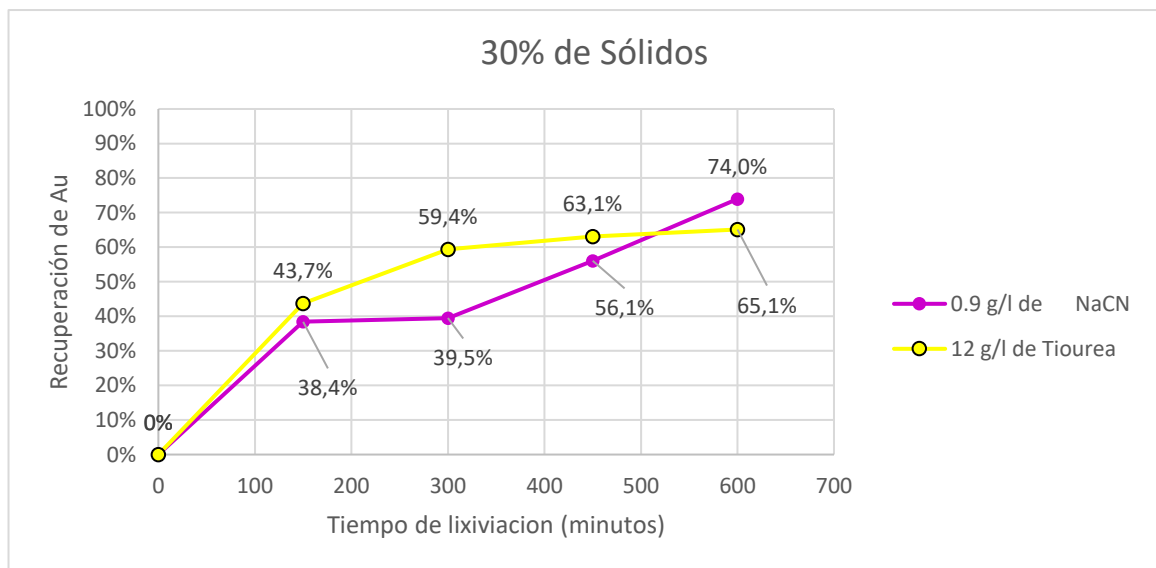
Para la figura 3.8, el cianuro obtiene una recuperación del 65.8% y la tiourea un 60.3%, siendo que el cianuro recupera un 5.5% más. Cabe mencionar que el cianuro comienza a recuperar más que la tiourea a partir de los 500 minutos, pues antes de dicho tiempo la tiourea tiene un porcentaje de recuperación más alto que el cianuro.



**Figura 3.9** Concentración de oro a 0.6 g/l de cianuro y 8 g/l de tiourea al 30 ØP

**Fuente:** Elaboración Propia

En la figura 3.9, la tiourea y el cianuro obtiene su máxima recuperación, siendo esta del 66.2% y 89.8% respectivamente, entonces podemos mencionar que el cianuro recupera un 23.6% más que la tiourea a los 600 minutos de lixiviación.



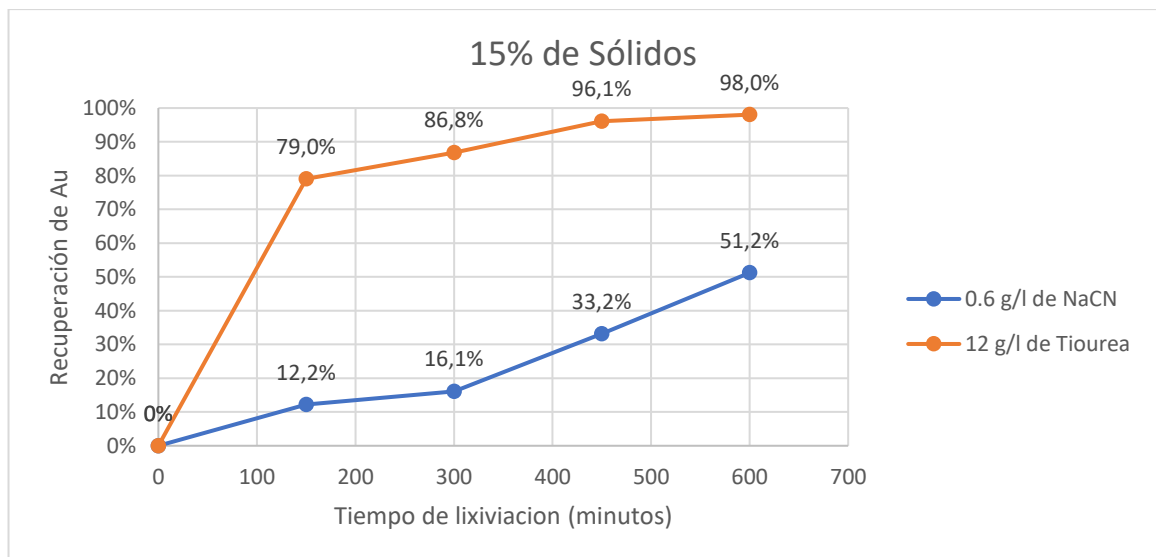
**Figura 3.10** Concentración de oro a 0.9 g/l de cianuro y 12 g/l de tiourea al 30 ØP

**Fuente:** Elaboración Propia

Finalmente, en la figura 3.10, el cianuro obtiene un porcentaje de recuperación del 74% contra un 65.1% de la tiourea a un tiempo de 600 minutos de lixiviación, sin embargo, antes de los 500 minutos, la tiourea presenta un mayor porcentaje de recuperación que el cianuro, siendo evidente a un tiempo de lixiviación de 300 minutos, donde la diferencia es del 19.9% a favor de la tiourea.

### 3.4. Obtención de variables óptimas

#### 3.4.1. Lixiviación al 15% de fracción de sólidos



**Figura 3.11** Variables óptimas de cianuro y tiourea al 15 ØP

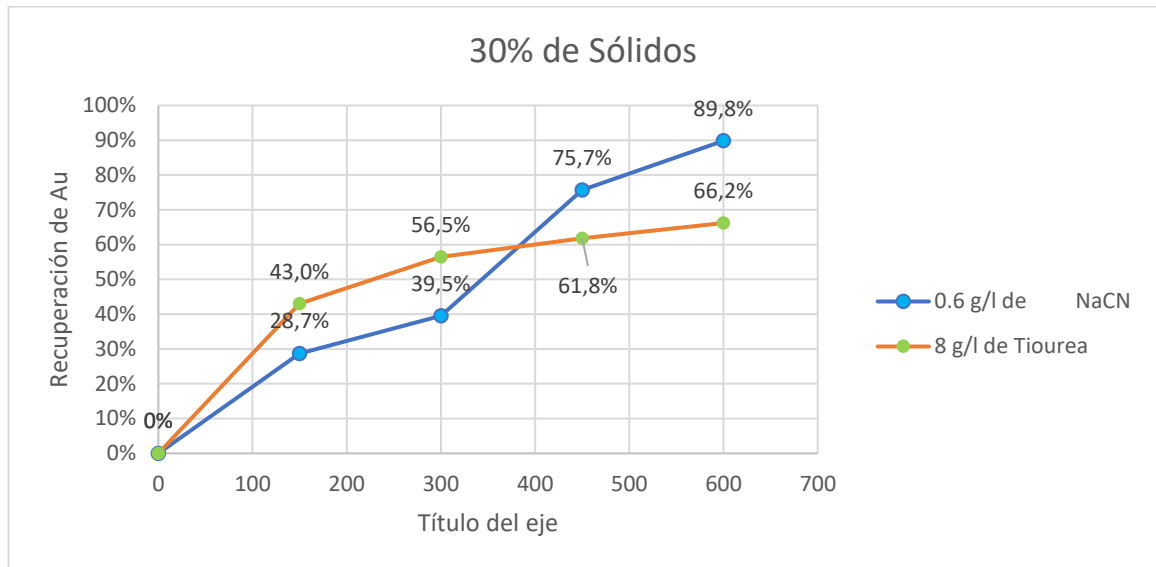
**Fuente:** Elaboración propia

Con la información de la figura 3.11 se recomienda las siguientes variables para este material:

- Si se desea obtener la máxima recuperación de Au en un tiempo de lixiviación de 600 minutos, se debe trabajar con tiourea a una concentración de 12 g/l.
- Si se trabaja con cianuro, la concentración óptima es de 0.6 g/l a un tiempo de lixiviación de 600 minutos.

- Si se dispone de poco tiempo de lixiviación, siendo este menor o igual a 150 minutos, es preferible utilizar tiourea, ya que el porcentaje de recuperación de Au más notable se da en este rango de tiempo, siendo representada por un 79%.

### 3.4.2. Lixiviación al 30% de fracción de sólidos



**Figura 3.12** Variables óptimas de cianuro y tiourea al 30 ØP

**Fuente:** Elaboración Propia

Con la información de la figura 3.12 se recomienda los siguientes parámetros:

- Si el objetivo es la máxima recuperación en un tiempo de lixiviación de 600 minutos, se debe trabajar con cianuro a una concentración de 0.6 g/l.
- Si se trabaja con tiourea, la concentración debe ser de 8 g/l.
- Si el tiempo de lixiviación es inferior o igual a los 300 minutos, es factible trabajar con tiourea, ya que el porcentaje de recuperación es más alto que el cianuro.

## CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

### Conclusiones

- Con las pruebas de lixiviación, se concluye que la tiourea alcanza un porcentaje de recuperación notorio en los primeros 150 minutos, siendo un 79% de recuperación en el mejor de los casos y un 43% de recuperación en el peor de los casos, comparado con el cianuro que alcanza un 38.4% para el mejor de los casos y un 12.2% en el peor de los casos. Los resultados de la tiourea tienen concordancia con el estudio realizado por (Guerrero, 2019) en donde la recuperación de Au más notorio se da en los primeros 120 minutos de iniciado el experimento.
- De las pruebas de lixiviación con la utilización del cianuro, se puede decir que las condiciones operacionales óptimas para lograr la máxima recuperación de Au son con una concentración de 0.6 g/l, obteniendo porcentajes de recuperación del 51.2% para el 15% de sólidos y 89.8% para un 30% de sólidos.
- Para las pruebas de lixiviación utilizando tiourea, se concluye que los parámetros operacionales óptimos para lograr la máxima recuperación de Au son de 12 g/l, ya que se logra una recuperación del 98% a 15% de sólidos, en cambio, para el 30% de sólidos se debe trabajar con una concentración de 8 g/l; pues esta logra obtener una recuperación del 66.2%.
- La tiourea es factible si se trabaja con una fracción de sólidos del 15%, ya que este logra un porcentaje alto de recuperación de Au, pero debido a las altas concentraciones que se necesita, siendo unas 13.3 veces más que el cianuro, podría no ser factible a nivel industrial tal y como lo afirma (Carrillo, 2013), en donde menciona que la aplicación de la tiourea sería limitado por su alto consumo.
- Finalmente se concluye que la utilización de la tiourea podría ser un reemplazo del cianuro en las plantas de beneficio del Ecuador, siempre y cuando esta represente costos operacionales similares a la del cianuro ya que, en caso de no hacerlo, la utilización de la tiourea no sería factible.

## Recomendaciones

- Cuando se realizan las pruebas con la tiourea, se debe tener un control del pH cada determinado intervalo de tiempo, para que este se mantenga en un pH ácido.
- Es importante indicar que la ecuación planteada para el cálculo del voltaje cuando se desea llegar a cierto número de rpm debe ser verificada mediante un tacómetro digital.
- Una vez concluidas las pruebas de lixiviación, la pulpa sobrante debe ser neutralizada y almacenada en recipientes adecuados para su posterior desecho.
- Para futuros trabajos se recomienda hacer pruebas con tiempos superiores a los 600 minutos de lixiviación, para analizar el comportamiento del cianuro y la tiourea.
- Realizar pruebas de lixiviación con tiourea aumentando las concentraciones, para evaluar si el porcentaje de recuperación se incrementa o no.
- Investigar en el ámbito de nuestro país, si la utilización de la tiourea es económicamente más rentable que el cianuro.

## BIBLIOGRAFÍA

- Banco Central del Ecuador. (2021). Obtenido de Banco Central del Ecuador:  
<https://contenido.bce.fin.ec/documentos/Estadisticas/Hidrocarburos/ReporteMinero072021.pdf>
- Bustamante, O., Gaviria, A., & Restrepo, O. (2008). *Concentración de Minerales*. Obtenido de Univevrsidad Nacional de Colombia:  
[https://minas.medellin.unal.edu.co/centro-editorial/cuadernos/download/24\\_5a1004a32dcbd619453c3eed562725f0](https://minas.medellin.unal.edu.co/centro-editorial/cuadernos/download/24_5a1004a32dcbd619453c3eed562725f0)
- Carrillo, M. (2013). *Estudio comparativo de la lixiviacion de dos minerales Auroargentíferos (oxidado y sulfurado) con cianuro y tiourea*. Obtenido de Biblioteca de la Universidad Industrial de Santander:  
<http://tangara.uis.edu.co/biblioweb/tesis/2013/148325.pdf>
- Flores, O. (2022). Obtenido de Minería en línea:  
<https://mineriaenlinea.com/glosario/lixiviacion/>
- Garcia, E. (2021). *Principios termodinámicos y cinéticos de la cianuración de oro y sus efectos en el proceso*. Obtenido de Biblioteca de la Universidad Autónoma de Coahuila:  
<http://www.cienciacierta.uadec.mx/articulos/CC66/principiostermodinamicos.pdf>
- Gaviria, A., Restrepo, O., & Bustamante, O. (2007). *HIDROMETALURGIA APLICADA, LINEA DE MATELES PRECIOSOS*. Obtenido de Universidad Nacional de Medellín : [https://minas.medellin.unal.edu.co/centro-editorial/cuadernos/download/27\\_82bc2012fb3e615cb4b891041e29315e](https://minas.medellin.unal.edu.co/centro-editorial/cuadernos/download/27_82bc2012fb3e615cb4b891041e29315e)
- Guerrero, R. (2019). *Efecto de la velocidad de agitación en la cinética de lixiviación con tiourea de minerales flotados de oro*. Obtenido de Revista Científica Ingeniería y Desarrollo :  
<https://rcientificas.uninorte.edu.co/index.php/ingenieria/article/view/12560#:~:text=La%20tiourea%2C%20como%20agente%20lixivante,de%20agitaci%C3%B3n%20de%20700%20rpm.>



- Guerrón, G., & Narváez, R. (2020). *“ANÁLISIS QUÍMICO PARA LA DETERMINACION DE ORO” POR EL MÉTODO DE ENSAYO AL FUEGO*. Obtenido de GeoEnergia: [https://www.geoenergia.gob.ec/wp-content/uploads/downloads/2020/06/instructivo\\_analisis\\_quimico\\_para\\_la\\_determinacion\\_de\\_oro\\_por\\_el\\_metodo\\_de\\_ensayo\\_al\\_fuego\\_2020.pdf](https://www.geoenergia.gob.ec/wp-content/uploads/downloads/2020/06/instructivo_analisis_quimico_para_la_determinacion_de_oro_por_el_metodo_de_ensayo_al_fuego_2020.pdf)
- Lenntech. (2021). *Propiedades químicas del oro*. Obtenido de LENNTECH: <https://www.lenntech.es/periodica/elementos/au.htm>
- Maldonado, Y. (2020). Obtenido de GEOLOGIAWEB: <https://geologiaweb.com/minerales/usos-del-oro/>
- Mena, J., & Garzon, C. (2015). *Características relevantes de la provincia del El Oro*. Obtenido de ResearchGate: [https://www.researchgate.net/publication/304209418\\_Capitulo\\_1\\_Caracteristicas\\_relevantes\\_de\\_la\\_provincia\\_de\\_El\\_Oro\\_Delimitacion\\_politica\\_y\\_Geologia/link/5769665508ae2d7145ba8067/download](https://www.researchgate.net/publication/304209418_Capitulo_1_Caracteristicas_relevantes_de_la_provincia_de_El_Oro_Delimitacion_politica_y_Geologia/link/5769665508ae2d7145ba8067/download)
- Misari, F. (1993). *Metalurgia del oro* (Primera ed., Vol. 1). (L. Dávalos, Ed.) Lima, Perú: San Marcos. Recuperado el 14 de Diciembre de 2022, de <https://books.google.com.bo/books?id=IJIKAQAAMAAJ>
- Priego, F. J. (1993). *EXTRACCION DE Au(CN)<sub>2</sub> MEDIANTE LA AMINA PRIMENE 81R Y MEZCLAS SINERGICAS DE ESTA CON LOS DERIVADOS ORGANOFOSFORADOS NEUTROS CYANEX 923 Y CYANEX 921*. MADRIR.
- Ros, A. (2017). *Recopilación de la Metalurgia del Oro*. Obtenido de Recursos educativos digitales Issuu: [https://issuu.com/antonioros/docs/metalurgia\\_del\\_oro\\_\\_au\\_](https://issuu.com/antonioros/docs/metalurgia_del_oro__au_)
- Sandoval, F. (2001). *La Pequeña Minería en el Ecuador*. Obtenido de Instituto Internacional para el Media Ambiente y el Dasarrollo: <https://www.iied.org/sites/default/files/pdfs/migrate/G00721.pdf>
- Santamaría, J. (2013). *Comparación de cianuro y tiourea como agentes lixiviantes de un mineral aurífero Colobiano*. Obtenido de Scielo: <http://www.scielo.org.co/pdf/rfing/v22n34/v22n34a10.pdf>

Torres, R., & Mejia, J. (2010). *Determinación experimental de los parámetros óptimos de operación en el procesos de Electro-Lixiviación y Electro-Deposición secuencial de oro en soluciones ácidas de tiourea a partir de sulfuros concentrados*. Obtenido de TECNIA:

<http://revistas.uni.edu.pe/index.php/tecnia/article/view/90>

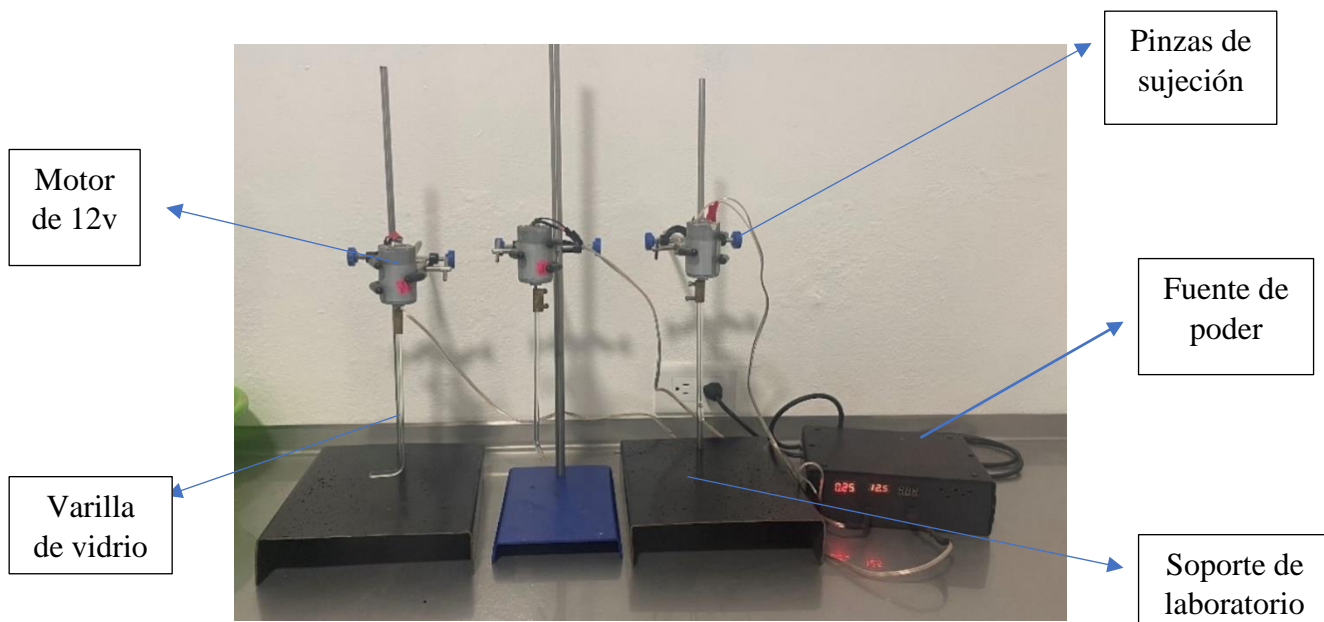
## ANEXOS

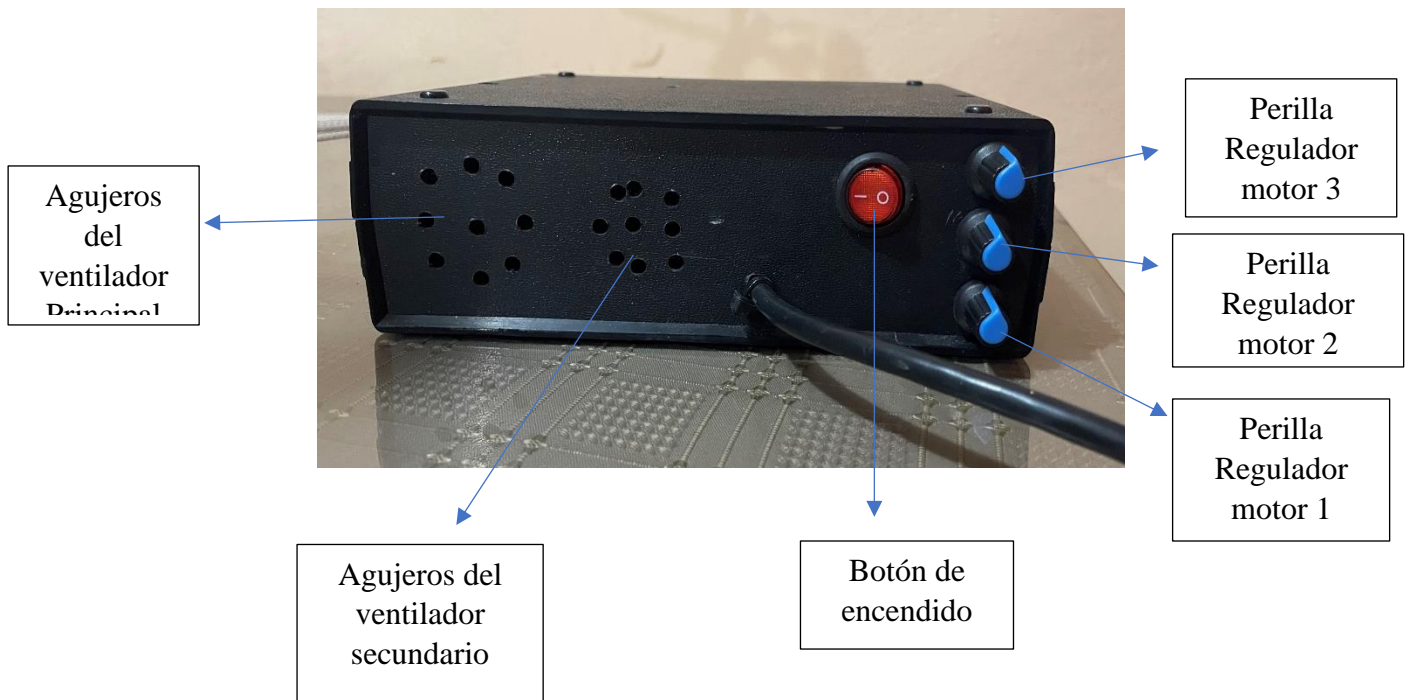
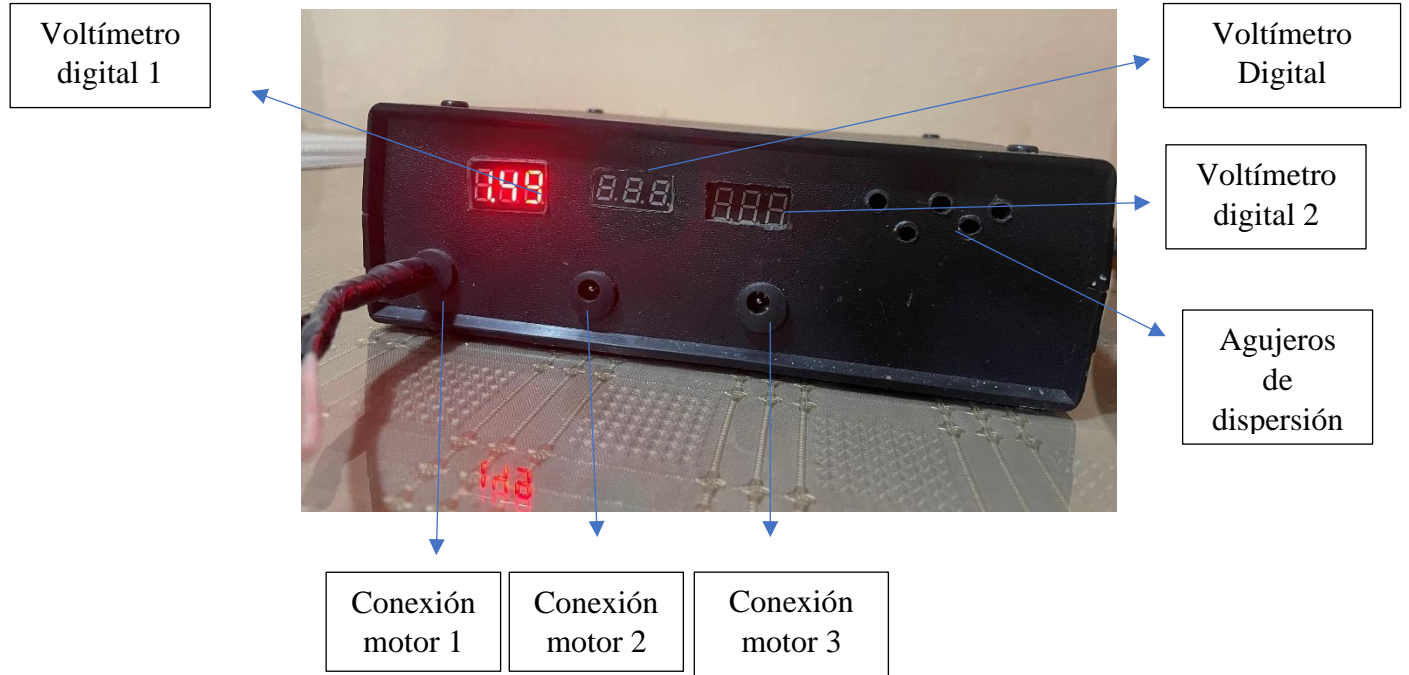
### Manual del agitador

#### Aplicaciones del equipo

Este agitador funciona con un voltaje de 110 V, es un equipo que puede llegar a las 2000 rpm, esta basando en el movimiento circular generado por los motores de corriente continua, con ellos se logra homogeneizar disoluciones a las rpm que se deseen, se puede variar el tamaño de la varilla de vidrio de acuerdo a las necesidades del usuario.

#### Descripción





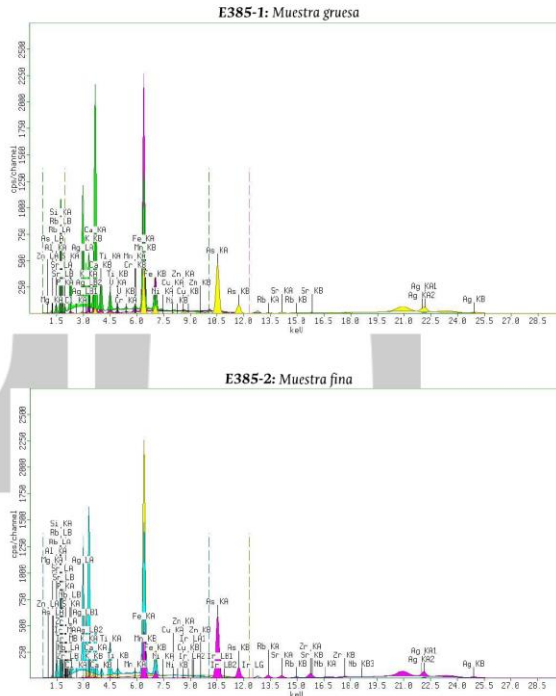
### **Funcionamiento**

- Una vez conectado el equipo a un interruptor de corriente de 110V, se debe presionar el botón de encendido.
- Cuando el equipo este encendido, deben de estar en funcionamiento el ventilador principal y secundario, el voltímetro digital principal debe marcar 12.5 para su correcto funcionamiento.
- Para el funcionamiento del motor de 12 voltios, debe de conectarse a la conexión que se desee, el voltaje es regulado mediante la perilla de regulación.
- El voltaje que se suministra al motor se puede visualizar en el voltímetro digital 1.

### **Anexo 1. Manual del Agitador**

Elemento*	Nombre elemento	Concentración [%]	
		E385-1	E385-2
		Muestra gruesa	Muestra fina
MgO	Magnesio	6,553	5,005
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Aluminio	12,319	21,803
SiO <sub>2</sub>	Silicio	47,484	49,803
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fosforo	0,721	0,821
SO <sub>3</sub>	Azufre	4,371	1,703
Cl	Cloro	0,207	0,275
K <sub>2</sub> O	Potasio	1,999	6,017
CaO	Calcio	8,006	1,606
TiO <sub>2</sub>	Titanio	0,659	1,041
V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Vanadio	0,042	-
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cromo	0,027	-
MnO	Manganeso	0,097	0,044
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Hierro	5,149	4,729
NiO	Níquel	0,012	0,009
CuO	Cobre	0,017	0,014
ZnO	Cinc	0,043	0,013
As <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Arsénico	0,920	1,077
Rb <sub>2</sub> O	Rubidio	0,004	0,025
SrO	Estroncio	0,007	0,016
ZrO <sub>2</sub>	Zirconio	-	0,039
Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Niobio	-	0,003

(\*) Los valores reportados se encuentran en función del óxido más estable o básico para cada elemento.



2.2.DRX, E385-2: Muestra fina

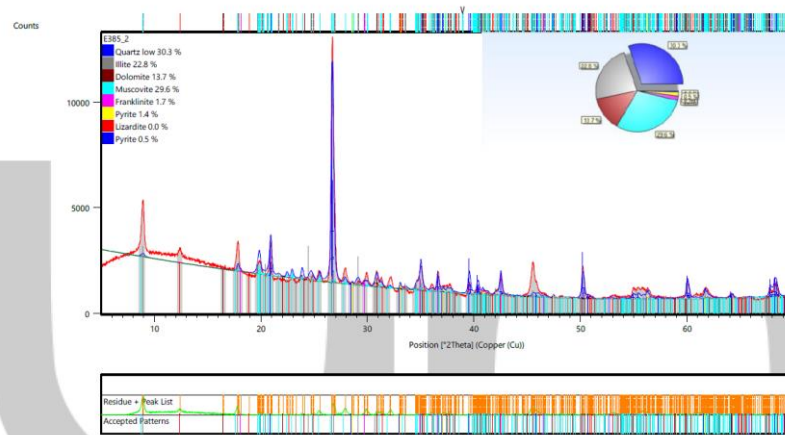


Figura 3. Difractograma análisis mineralógico, muestra analizada

Tabla 3. Concentración mineral, muestra analizada.

Nombre componente	Formula química	Concentración [%]
Cuarzo	Si <sub>6,00</sub> O <sub>6,00</sub>	30,3
Illita	K <sub>2,00</sub> Al <sub>4,00</sub> Si <sub>8,00</sub> O <sub>24,00</sub>	22,8
Dolomita	Ca <sub>3,00</sub> Mg <sub>3,00</sub> C <sub>6,00</sub> O <sub>18,00</sub>	13,7
Moscovita	K <sub>4,00</sub> Al <sub>1,63</sub> Si <sub>12,37</sub> O <sub>40,00</sub>	29,6
Franklinita	Fe <sub>16,16</sub> Zn <sub>7,82</sub> O <sub>32,00</sub>	1,7
Pirita	Fe <sub>4,00</sub> S <sub>8,00</sub>	1,4
Lizardita	Mg <sub>3,00</sub> Si <sub>2,00</sub> O <sub>9,00</sub> H <sub>4,00</sub>	0,0
Pirita-Arsenopirita	Fe <sub>4,00</sub> S <sub>5,84</sub> As <sub>2,16</sub>	0,5

Anexo 2. Análisis de difracción de rayos X (muestra fina)

**LABORATORIO QUÍMICO METALÚRGICO**  
**JV METALS**  
MAYORES BENEFICIOS, MEJOR PRODUCCIÓN

Información del cliente

Cliente : Danny Lalvay  
Teléfono : 0987863546  
Dirección :

Fecha de ingreso : 14/7/2022 10:11:55  
Fecha de ensayo : 14/7/2022 10:12  
Fecha de entrega : 14/7/2022 17:58

**LABORATORIO QUÍMICO METALÚRGICO**  
**JV metals**  
MAYORES BENEFICIOS, MEJOR PRODUCCIÓN

### INFORME DE ENSAYO

Ref. N° II304


Cod. Lab.	N° Bag	pmr (kg)	T. M.	Detalle de muestra	analito	Au
					unidad	g/Tm
					método	mjb FA
26I20	1	2,04	Ar	B-1		12,45

...Información proporcionada por el cliente. JVmetals no es responsable de dicha información.  
N° Bag (cantidad de bolsas que conforman el compuesto para el análisis)  
pmr (peso de muestra recibida), TM ( tipo de muestra), CC=concentrado, MI=mineral, Ar=arena

**Información de método**

mjb cc\_FA(Nw) Determinación de oro y plata en concentrados polimetálicos por ensayo a fuego aplicando el método Newmont (SGC-PEJV07-06)  
mjb cc\_FA Determinación de oro y plata en concentrados polimetálicos por ensayo a fuego (SGC-PEJV07-03)  
mjb FA Determinación de oro y plata en minerales y concentrados por ensayo a fuego (SGC-PEJV07-03).  
mjb FA\* Determinación de oro en minerales y relaves  $\leq 1,28$  g/t por ensayo a fuego y AA (SGC-PEJV07-04).  
mjb EAA Determinación de Cu, Pb, Zn, As, Sb, Fe, Mo, Bi, por digestión ácida y espectroscopia de absorción atómica


> El ensayo fue realizado en la instalación del laboratorio, Sitio El Pache.  
> Los resultados obtenidos en este informe corresponden solamente a los ítems ensayados.  
> Los ítems de ensayos se almacenaran por un periodo de 2 meses.  
> Esta prohibida la reproducción parcial de este informe sin la autorización escrita del laboratorio JV metals.  
> JVmetals no se responsabiliza por el origen o toma de la muestra.



Ing. Quím. José Bueno Malla  
Jefe de laboratorio  
1011-15-1386578

pag 1 de 1  
Fin del informe

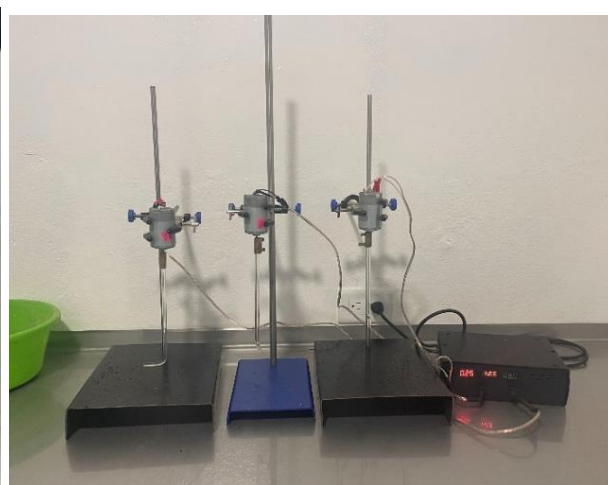
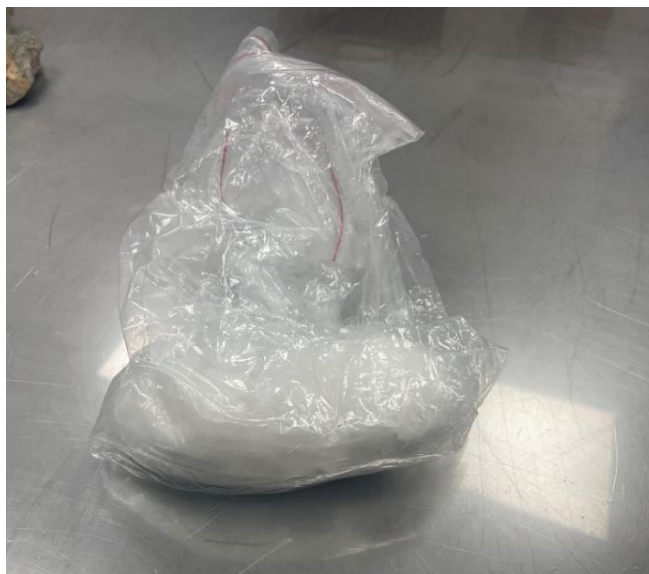
Via principal, frente a la empresa eléctrica.  
EL PACHE - PORTOVELO - EL ORO  
lab.jvmetals@gmail.com



Diego Mora  
PROPIETARIO  
Ing. José Bueno Malla  
JEFE DE LABORATORIO

**OFICINA: 2948 803**  
**0969 537170**

Anexo 3. Determinacion de la ley del mineral.







**Anexo 4.** Insumos y equipos usados (tiras de pH, cianuro sódico, tiourea, equipo de lixiviación, ácido clorhídrico, cal, balanza analítica)

LABORATORIO QUIMICO-METALURGICO  
**"JV METALS"**  
 ING. JOSÉ BUENO MALLA

R.U.C. 0791808359001  
**ORDEN DE ENSAYO**  
 000032671

0969537170 - Email: lab.jvmetals@gmail.com  
 Portovelo - El Oro - Ecuador

Señor (s) Danny Lalvay  
 Dirección: Au  
 Lugar: Au R.U.C.

Cant.	ARTICULO	V. UNIT.	V. TOTAL
1 =	0,27	g/m <sup>3</sup>	
2 =	0,25	g/m <sup>3</sup>	
3 =	0,28	g/m <sup>3</sup>	
4 =	0,65	g/m <sup>3</sup>	
5 =	1,30	g/m <sup>3</sup>	
6 =	1,74	g/m <sup>3</sup>	
7 =	1,39	g/m <sup>3</sup>	
8 =	1,52	g/m <sup>3</sup>	
9 =	1,62	g/m <sup>3</sup>	
10 =	2,48	g/m <sup>3</sup>	
<b>TOTAL \$</b>			<b>30<sup>02</sup></b>

LABORATORIO QUIMICO-METALURGICO  
**"JV METALS"**  
 ING. JOSÉ BUENO MALLA

R.U.C. 0791808359001  
**ORDEN DE ENSAYO**  
 000032672

0969537170 - Email: lab.jvmetals@gmail.com  
 Portovelo - El Oro - Ecuador

Señor (s) Danny Lalvay  
 Dirección: Au  
 Lugar: Au R.U.C.

Cant.	ARTICULO	V. UNIT.	V. TOTAL
11 =	1,95	g/m <sup>3</sup>	
12 =	1,98	g/m <sup>3</sup>	
13 =	0,30	g/m <sup>3</sup>	
14 =	0,33	g/m <sup>3</sup>	
15 =	0,39	g/m <sup>3</sup>	
16 =	1,71	g/m <sup>3</sup>	
17 =	1,14	g/m <sup>3</sup>	
18 =	1,79	g/m <sup>3</sup>	
19 =	1,74	g/m <sup>3</sup>	
20 =	1,63	g/m <sup>3</sup>	
<b>TOTAL \$</b>			<b>30<sup>09</sup></b>

LABORATORIO QUIMICO-METALURGICO  
**"JV METALS"**  
 ING. JOSÉ BUENO MALLA

R.U.C. 0791808359001  
**ORDEN DE ENSAYO**  
 000032673

0969537170 - Email: lab.jvmetals@gmail.com  
 Portovelo - El Oro - Ecuador

Señor (s) Danny Lalvay  
 Dirección: Au  
 Lugar: Au R.U.C.

Cant.	ARTICULO	V. UNIT.	V. TOTAL
21 =	1,78	g/m <sup>3</sup>	
22 =	2,15	g/m <sup>3</sup>	
23 =	2,56	g/m <sup>3</sup>	
24 =	2,69	g/m <sup>3</sup>	
25 =	0,32	g/m <sup>3</sup>	
26 =	0,68	g/m <sup>3</sup>	
27 =	0,49	g/m <sup>3</sup>	
28 =	2,43	g/m <sup>3</sup>	
29 =	3,43	g/m <sup>3</sup>	
30 =	2,54	g/m <sup>3</sup>	
<b>TOTAL \$</b>			<b>30<sup>00</sup></b>

LABORATORIO QUIMICO-METALURGICO  
**"JV METALS"**  
 ING. JOSÉ BUENO MALLA

R.U.C. 0791808359001  
**ORDEN DE ENSAYO**  
 000032674

0969537170 - Email: lab.jvmetals@gmail.com  
 Portovelo - El Oro - Ecuador

Señor (s) Danny Lalvay  
 Dirección: Au  
 Lugar: Au R.U.C.

Cant.	ARTICULO	V. UNIT.	V. TOTAL
31 =	1,84	g/m <sup>3</sup>	
32 =	1,82	g/m <sup>3</sup>	
33 =	1,97	g/m <sup>3</sup>	
34 =	2,67	g/m <sup>3</sup>	
35 =	2,80	g/m <sup>3</sup>	
36 =	2,86	g/m <sup>3</sup>	
37 =	0,35	g/m <sup>3</sup>	
38 =	1,05	g/m <sup>3</sup>	
39 =	0,60	g/m <sup>3</sup>	
40 =	2,98	g/m <sup>3</sup>	
<b>TOTAL \$</b>			<b>30<sup>00</sup></b>

LABORATORIO QUIMICO-METALURGICO  
**"JV METALS"**  
 ING. JOSÉ BUENO MALLA  
 Análisis de roca, arenas, carbón concentrado y soluciones en general, venta de productos químicos para minería, industria y laboratorio  
 MATRIZ: Sitio El Pache s/n - 07 2948-803  
 0969537170 - Email: lab.jvmetals@gmail.com  
 Portoviejo - El Oro - Ecuador

R.U.C. 0791808359001  
**ORDEN DE ENSAYO**  
 000032675

DÍA	MES	AÑO
28	11	2022

Señor (s) Danny Lalvay  
 Dirección: \_\_\_\_\_  
 Lugar: \_\_\_\_\_ R.U.C. \_\_\_\_\_

Cant.	ARTICULO	V. UNIT.	V. TOTAL
41 =	4,07		g/m <sup>3</sup>
42 =	3,35		g/m <sup>3</sup>
43 =	1,88		g/m <sup>3</sup>
44 =	1,96		g/m <sup>3</sup>
45 =	2,01		g/m <sup>3</sup>
46 =	2,73		g/m <sup>3</sup>
47 =	3,00		g/m <sup>3</sup>
48 =	2,95		g/m <sup>3</sup>
			g/m <sup>3</sup>
		<b>TOTAL \$ 242</b>	

**Anexo 5.** Resultados de las pruebas de lixiviación