

**EVALUACIÓN DE LA DISOLUCIÓN DE ORO DEL MINERAL DE LA MINA SAN PABLO, UBICADA EN EL MUNICIPIO DE REMEDIOS ANTIOQUIA, MEDIANTE CIANURACIÓN CON AGITACIÓN MECÁNICA.**

**DIEGO ARMANDO VESGA RUEDA**



**UNIVERSIDAD INDUSTRIAL DE SANTANDER  
FACULTAD DE FÍSICO QUÍMICAS  
ESCUELA DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y CIENCIA DE MATERIALES  
BUCARAMANGA  
2010**

**EVALUACIÓN DE LA DISOLUCIÓN DE ORO DEL MINERAL DE LA MINA SAN PABLO, UBICADA EN EL MUNICIPIO DE REMEDIOS ANTIOQUIA, MEDIANTE CIANURACIÓN CON AGITACIÓN MECÁNICA.**

**DIEGO ARMANDO VESGA RUEDA**

**Trabajo de Grado presentado como requisito para optar al título de  
Ingeniero Metalúrgico**

**TUTOR:**

**M.Sc. CARLOS ALBERTO ALZATE**

**Ingeniero Químico**

**Jefe de laboratorio mina SAN PABLO**

**UNIVERSIDAD INDUSTRIAL DE SANTANDER**

**FACULTAD DE FÍSICO QUÍMICAS**

**ESCUELA DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y CIENCIA DE MATERIALES**

**BUCARAMANGA**

**2010**

*A Dios por permitirme llegar a esta etapa de la vida, y culminarla satisfactoriamente;*

*A mis padres Álvaro y Ana Luisa, por su apoyo, amor y ayuda incondicional,*

*A mi hermana Luisa Fernanda, por su cariño y ayuda,*

*A mi reina hermosa, Tatiana, por estar a mi lado y ser mi apoyo en momentos difíciles,*

*Por ellos y para ellos la culminación de este gran logro, que Dios los bendiga.*

## **AGRADECIMIENTOS**

Como autor de este proyecto, quiero expresar mis más sinceros agradecimientos a la empresa PROYECTO COCO HONDO S.A.S, por acogerme como un miembro más de esta gran familia.

Al ingeniero y gerente de operaciones de la mina, Enrique Estrada, por confiar en mí, y brindarme la oportunidad de trabajar en esta empresa.

Al compañero, amigo, y tutor de este proyecto el ingeniero Carlos Alberto Alzate, por su gran apoyo y colaboración, gracias.

De igual forma quiero agradecer a aquellas personas que por cosas del destino ya no se encuentran en esta empresa, al ingeniero Eulises Mazo, gran ejemplo de trabajo y dedicación, al ingeniero Andrés Castellanos, por sus invaluable aportes a este proyecto y por brindarme generosamente su amistad.

A mis compañeros Rubén Darío León Acosta, Bertilda Beatriz Rodríguez Jiménez, Robín Villa y Yeison Arbeláez, por la alegría que trajeron a mi vida, acoger a una persona como ustedes lo hicieron conmigo, es simplemente una muestra de esa gran calidad humana que Dios les dio, y la cual siempre estuvo presente para llenar de felicidad todos los instantes y noches que se compartieron juntos.

En fin a todos y cada uno de los empleados de la empresa, porque de una u otra forma se convirtieron en piezas claves para la realización de este proyecto.

También quiero agradecer infinitamente a la institución, que se convirtió en mi segundo hogar, a la universidad Industrial de Santander, por permitir realizarme en su interior, como profesional, a mis compañeros de estudio Porritas, el Tigre,

Henry, Nelson, Dora, en fin a todos y cada uno, mis más sinceros agradecimientos por toda su colaboración. A mis profesores, a los cuales nunca tendré como retribuir todo lo que me han enseñado.

Mil y mil gracias.

DIEGO ARMANDO VESGA RUEDA.

## CONTENIDO

	Pág.
INTRODUCCIÓN	16
1. OBJETIVOS	18
1.1 OBJETIVO GENERAL	18
1.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS	18
2. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	19
3. JUSTIFICACIÓN	20
4. FUNDAMENTACIÓN TEORICA	21
4.1 LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN	21
4.1.1 Descripción.	21
4.1.2 Variables del proceso.	22
4.2 FUNDAMENTOS DE LA CIANURACIÓN	24
4.2.1 Disolución de metales preciosos.	25
4.2.2 Efecto de la concentración de cianuro sobre la velocidad de disolución del oro.	26
4.2.3 Efecto del oxígeno sobre la disolución del oro.	27
4.2.4 Efecto de la alcalinidad sobre la disolución del oro.	27
4.3 ENSAYO AL FUEGO	28
5. METODOLOGÍA	30
5.1 SELECCIÓN DEL MATERIAL	31
5.1.1 Caracterización del mineral	31
5.1.2 Preparación.	34
5.2 PREPARACIÓN DE MATERIALES Y EQUIPOS	35
5.2.1 Fabricación.	35
5.2.2 Determinación de las variables.	36
5.3 PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL	38

5.3.1 Cuarteo.	39
5.3.2 Preparación Pulpa.	40
5.3.3 Inicio agitación.	40
5.3.4 Toma de muestras.	41
5.3.5 Análisis.	41
5.3.6 Pesaje.	42
6. RESULTADOS Y ANÁLISIS	43
6.1 CARACTERIZACIÓN METALÚRGICA	43
6.1.1 Granulometría.	43
6.2 PRUEBAS DE CIANURACIÓN	44
6.2.1 Cianuración Primera Etapa.	44
6.2.2 Cianuración segunda Etapa.	50
7. CONCLUSIONES	54
8. RECOMENDACIONES	55
BIBLIOGRAFIA	56
ANEXOS	58

## LISTA DE FIGURAS

	<b>Pág.</b>
Figura 1.a: Agitación mecánica. Figura 1.b: Agitación neumática.	21
Figura 2: Porcentaje de extracción en función del tiempo.	23
Figura 3: Diagrama metodología general.	30
Figura 4: Caracterización mineralógica del material de San Pablo.	33
Figura 5: Caracterización mineralógica del material metálico de mena (pesados) de San Pablo.	34
Figura 6: Recipiente de agitación.	35
Figura 7: Agitador mecánico.	36
Figura 8: Recipientes plásticos.	36
Figura 9: Esquema variables.	37
Figura 10: Diagrama procedimiento experimental.	38
Figura 11: Cuarteador Humboldt.	39
Figura 12: Rotap y serie de tamices.	39
Figura 13: Oxímetro	40
Figura 14: Microbalanza electrónica.	42
Figura 15: Curva de cianuración, [Cal]=0,6 y [CN <sup>-</sup> ]=1,5 lb/m <sup>3</sup> .	45
Figura 16: Curva de cianuración, [Cal]=1,2 y [CN <sup>-</sup> ]=1,5 lb/m <sup>3</sup> .	46
Figura 17: Comparación porcentajes de extracción, [Cal]=0,6-1,2 y [CN <sup>-</sup> ]=1,5lb/m <sup>3</sup> .	47
Figura 18: Curva de cianuración, [Cal]=0,6 y [CN <sup>-</sup> ]=1,0 lb/m <sup>3</sup> .	48
Figura 19: Curva de cianuración, [Cal]=0,6 y [CN <sup>-</sup> ]=1,7 lb/m <sup>3</sup> .	49
Figura 20: Comparación porcentajes de extracción, [Cal]=0,6 y [CN <sup>-</sup> ]=1,0-1,7 lb/m <sup>3</sup> .	50
Figura 21: Curva de cianuración, [Cal]=0,6 y [CN <sup>-</sup> ]=0,8 lb/m <sup>3</sup> .	51
Figura 22: Curva de cianuración, [Cal]=0,6 y [CN <sup>-</sup> ]=1,0 lb/m <sup>3</sup> .	52

Figura 23: Comparación porcentajes de extracción,  $[Ca] = 0,6$  y  $[CN^-] = 0,8-1,0$  lb/m<sup>3</sup>.

53

## LISTA DE TABLAS

	<b>Pág.</b>
Tabla 1: Velocidad de disolución	27
Tabla 2: Análisis microscópico: Minerales de la fracción gruesa.	33
Tabla 3: Relación concentraciones	41
Tabla 4: Toma de muestras.	41
Tabla 5: Análisis granulométrico.	43

## LISTA DE ANEXOS

	<b>Pág.</b>
ANEXO A. PROCEDIMIENTO DE ANÁLISIS DE ORO EN MUESTRAS SÓLIDAS Y LÍQUIDAS <sup>[1]</sup>	58
ANEXO B. CÁLCULOS	76

## RESUMEN

**TITULO:** EVALUACIÓN DE LA DISOLUCIÓN DE ORO DEL MINERAL DE LA MINA SAN PABLO, UBICADA EN EL MUNICIPIO DE REMEDIOS ANTIOQUIA, MEDIANTE CIANURACIÓN CON AGITACIÓN MECÁNICA\*.\*

**AUTOR:** DIEGO ARMANDO VESGA RUEDA\*\*

**PALABRAS CLAVES:** Lixiviación, Mina San Pablo, Remedios, Proyecto Coco Hondo S.A.S, oro, pirita, cianuración, porcentaje de extracción, cabeza de lixiviación.

**RESUMEN:** En este trabajo se evaluó la disolución de oro del mineral de la mina San Pablo, ubicada en el municipio de Remedios Antioquia, perteneciente a la empresa Proyecto Coco Hondo S.A.S.

Las muestras utilizadas para la realización de este trabajo fueron tomadas del overflow del hidrociclón de remolienda, que es la cabeza de lixiviación, y se busca encontrar los mejores parámetros de operación en el proceso de cianuración, de la planta de beneficio con que cuenta la empresa.

Las pruebas se realizaron mediante agitación mecánica, durante veinticinco horas, variando la concentración de reactivos de interés, para nuestro caso, cianuro y cal; y analizando los tenores de oro, de las muestras líquidas y sólidas para la determinación del porcentaje de extracción.

Los resultados mostraron, que para la primera fase, la concentración adecuada de cianuro es 1,7 lb/m<sup>3</sup>. Para la segunda fase la concentración de cianuro que presentó mejores resultados fue igual a 1,0 lb/m<sup>3</sup>. Por otra parte se pudo establecer que una concentración de cal igual a 0,6 lb/m<sup>3</sup>, es adecuada para llevar a cabo el proceso de lixiviación, del concentrado obtenido del mineral, proveniente de la mina.

En los ensayos realizados se alcanzaron extracciones hasta del 94% habiendo transcurrido quince horas de agitación.

---

\* Practica empresarial.

\*\* Facultad de Ingenierías Físicoquímicas, Escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de Materiales, Tutor: Ms.c Carlos Alberto Alzate.

## SUMMARY

**TITLE:** EVALUATION OF DISSOLUTION OF GOLD ORE, MINE OF SAN PABLO, LOCATED IN THE MUNICIPALITY OF REMEDIOS ANTIOQUIA, BY CYANIDATION WITH MECHANICAL AGITATION\*.

**AUTHOR:** DIEGO ARMANDO VESGA RUEDA\*\*

**KEY WORDS:** Leaching, Mina San Pablo, Remedios, Coco Hondo Project S.A.S, gold, pyrite, cyanide, percentage of extraction, leaching head.

**ABSTRACT:** This study evaluated the dissolution of gold ore from the mine San Pablo, located in the municipality of Remedios Antioquia, belonging to the company Coco Hondo Project S.A.S. The samples used for this work were taken from the overflow of the hydrocyclone of regrind, which is the head of leaching, and seeks to find the best operating parameters in the cyanidation process on the plant of benefit available to the company.

The tests were performed using mechanical agitation for twenty five hours, varying the concentration of reagents of interest to our case, cyanide and lime, and analyzing the tenor of gold, liquid and solid samples for determining the percentage of extraction.

The results showed that for the first phase, the appropriate concentration of cyanide is 1.7 lb / m<sup>3</sup>. For the second phase the concentration of cyanide was present better results as 1.0 lb / m<sup>3</sup>. Moreover it was found that a concentration of lime lb/m<sup>3</sup> equal to 0.6 is adequate to carry out the leaching process, the concentrate obtained from the ore from the mine.

In studies performed extractions were achieved up to 94% having spent fifteen hours of agitation.

---

\* Business practices

\*\* Faculty of Physicochemical Engineering, School of Metallurgical Engineering and Materials Science, Advisor: Carlos Alberto Alzate Ms.c.

## INTRODUCCIÓN

Al inicio de la investigación que involucra la realización del presente trabajo de grado, se propuso determinar la concentración adecuada de cianuro y cal, y el tiempo necesario para llevar a cabo la cianuración del mineral extraído de la mina San Pablo perteneciente a la empresa PROYECTO COCO HONDO S.A.S, luego de realizar ensayos de agitación mecánica, variando el tiempo, las concentraciones de cal y cianuro en la pulpa, con el fin de encontrar las condiciones adecuadas, para llevar a cabo dicho procedimiento en la planta de beneficio de la empresa, y obtener los mejores resultados.

Actualmente la empresa PROYECTO COCO HONDO S.A.S, tiene interés en mejorar toda su parte operativa con miras en aumentar la producción, por ello ha decidido realizar estudios para encontrar parámetros adecuados de operación en la planta de beneficio, principalmente con el proceso de cianuración, en el cual, actualmente se utiliza una concentración de cianuro igual a  $1,5 \text{ lb/m}^3$ , en la primera y segunda etapa de cianuración. Por otra parte no existe un valor establecido de concentración de cal, operándose en un rango de concentración que va desde  $0,6$  hasta  $1,2 \text{ lb/m}^3$  de cal, obteniéndose con los parámetros anteriores, un porcentaje de recuperación en sus dos etapas igual a 90%.

Con el fin de lograr lo anterior, fue necesario realizar ensayos de cianuración por agitación mecánica, al concentrado que se obtiene en la planta, modificando el tiempo y las concentraciones de cianuro y cal, para observar el comportamiento del mineral ante las nuevas condiciones. El sistema de cianuración del laboratorio, se elaboró simulando los aspectos técnicos de operación más relevantes del proceso de lixiviación de la planta, con el fin de obtener resultados comparables con los datos reales.

Finalmente se analizaron los resultados obtenidos, y se lograron determinar aspectos muy importantes a la hora de llevar a cabo la cianuración del mineral proveniente de la mina.

## **1. OBJETIVOS**

### **1.1 OBJETIVO GENERAL**

Determinar las mejores condiciones de adición de reactivos, para la cianuración del mineral de la mina San Pablo, variando las concentraciones de cianuro y cal.

### **1.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS**

- ✓ Determinar la concentración adecuada de cianuro, para obtener el mejor porcentaje de extracción, durante las dos etapas del proceso.
- ✓ Determinar la concentración de cal adecuada, para llevar a cabo la lixiviación del mineral de la mina San Pablo, en sus dos etapas.
- ✓ Determinar el tiempo de cianuración necesario para obtener el más alto porcentaje de recuperación, bajo las nuevas concentraciones de cianuro y cal.

## 2. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La empresa PROYECTO COCO HONDO S.A.S, en una empresa dedicada a la explotación minera, principalmente de oro, contando con la mina SAN PABLO, localizada en el municipio de Remedios Antioquía.

Actualmente la empresa, con miras en mejorar, está realizando una inversión considerable, con el único propósito de aumentar su productividad. Para cumplir con tal objetivo la mina se encuentra en etapa de desarrollo y ampliación, para de esta forma, aumentar considerablemente la cantidad de mineral procesado en su planta de beneficio.

La producción minera cuenta con dos fases muy importantes: una de ellas la explotación y la otra el beneficio del mineral extraído; y es allí donde la empresa ha decidido llevar a cabo estudios relacionados con la disolución de oro.

Esto genera la necesidad de realizar pruebas de cianuración en las que se puedan determinar condiciones de operación tales como concentración de reactivos, tiempos de agitación, con el fin de encontrar parámetros que aseguren una recuperación adecuada de oro, al menor costo.

Quedan entonces a la expectativa el siguiente interrogante, que se espera resolver al culminar este proyecto:

¿Será posible obtener una disolución de oro igual o mejor a que la que tiene la empresa actualmente, con una cantidad menor de reactivos?

### 3. JUSTIFICACIÓN

El oro se conoce y se aprecia desde tiempos remotos, no solamente por su belleza y resistencia a la corrosión, sino también por ser más fácil de trabajar que otros metales y menos costosa su extracción. Debido a su relativa rareza, comenzó a usarse como moneda de cambio y como referencia en las transacciones monetarias internacionales. Hoy por hoy, los países emplean reservas de oro puro en lingotes que dan cuenta de su riqueza.

Actualmente la demanda de oro es muy alta, y es allí donde las industrias aprovechan para verse beneficiadas con la explotación de dicho metal.

La empresa PROYECTO COCO HONDO S.A.S, no es ajena a este creciente gusto por dicho metal, este es el motivo principal por el cual la compañía ha decidido llevar a cabo estudios para el proceso de cianuración del metal, con el fin de encontrar las cantidades adecuadas de cianuro que se deben usar para llevar a cabo con éxito y al menor costo, la lixiviación del mineral extraído. Por otra parte, la empresa está interesada en determinar parámetros de operación, que le permita trabajar adecuadamente, según las características del mineral con el que se cuenta.

De esta manera la empresa PROYECTO COCO HONDO S.A.S, espera convertirse en una de las empresas más rentables de la zona, crecer y seguir aportando bienestar y calidad de vida para sus empleados y para todas aquellas personas que se ven beneficiadas con la presencia de la empresa en esta región del nordeste antioqueño.

## 4. FUNDAMENTACIÓN TEORICA

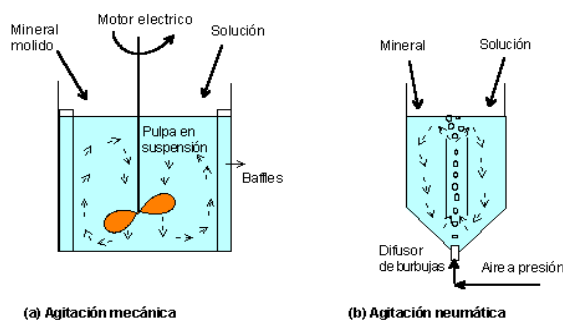
### 4.1 LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN <sup>[10]</sup>

**4.1.1 Descripción.** La lixiviación por agitación se utiliza en los minerales de leyes más altas, cuando los minerales generan un alto contenido de finos en la etapa de trituración, o cuando el mineral deseado está tan bien diseminado que es necesario molerlo para liberar sus valores y exponerlos a la solución lixivante. Es también el tipo de técnica que se emplea para lixiviar calcinas de tostación y concentrados.

Se recurre a la agitación mediante burbujeo o bien a la agitación mecánica para mantener la pulpa en suspensión hasta que se logra la disolución completa, siendo el tiempo de contacto de los sólidos con la solución del orden de horas comparado con el proceso de lixiviación en pilas que requiere meses.

Los agitadores mecánicos son simplemente impulsores colocados en el interior del tanque Figura 1.a, mientras que los tanques agitados con aire son a menudo tanques de tipo "Pachuca" Figura 1.b.

Figura 1.a: Agitación mecánica. Figura 1.b: Agitación neumática.



Fuente:<http://www.exalumnos.uda.cl/metallurgia/402/Hidrometalurgia/hidrometalurgia.pdf>.

Sus ventajas comparativas con otros métodos de lixiviación son:

- ✓ Alta extracción del elemento a recuperar.
- ✓ Tiempos cortos de procesamiento (horas).
- ✓ Proceso continuo que permite una gran automatización.
- ✓ Facilidad para tratar menas alteradas o generadoras de finos.

Sus desventajas son:

- ✓ Un mayor costo de inversión y operación.
- ✓ Necesita una etapa de molienda y una etapa de separación sólido-líquido (espesamiento y/o filtración).

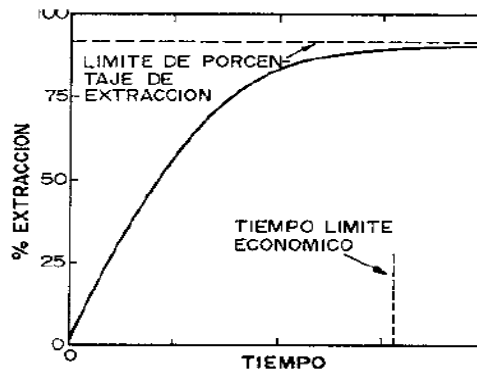
**4.1.2 Variables del proceso.** El análisis de las variables de la lixiviación por agitación en sistemas industriales, para la definición y optimización del proceso, debe necesariamente hacer confluir aspectos técnicos, operacionales y económicos.

**4.1.2.1 Granulometría.** El grado de molienda debe ser lo suficiente para exponer, por lo menos parcialmente, la superficie del mineral valioso a la acción de la solución lixiviante. Depende del tipo de mineral y de sus características mineralógicas. Deberá considerarse un tamaño tal que no contenga un exceso de gruesos (> 2 mm) que produzca problemas en la agitación (embancamiento, aumento de la potencia del agitador) y que por otra parte, no contenga un exceso de finos, que dificulten la separación sólido líquido posterior de la pulpa lixiviada. Debido a lo anterior, y además para disminuir los consumos de energía por concepto de molienda y los costos de filtración y decantación, la agitación se deberá realizar al mayor tamaño que la operación lo permita.

**4.1.2.2 Tiempo de lixiviación.** La economía del proceso de lixiviación es función del grado de disolución o porcentaje de extracción del mineral valioso. Sin

embargo, esto no es tan importante como el tiempo necesario para una extracción aceptable, es decir la velocidad de disolución.

Figura 2: Porcentaje de extracción en función del tiempo.



Fuente:<http://www.exalumnos.uda.cl/metalurgia/402/Hidrometalurgia/hidrometalurgia.pdf>.

Existe al principio una extracción rápida, que decrece posteriormente al máximo obtenible para un tamaño dado de partícula. Esta curva se puede obtener de pruebas de lixiviación en botellas en el laboratorio.

**4.1.2.3 Mineralogía del mineral.** El tamaño y la disposición de la especie valiosa, influyen en el grado de molienda necesario para exponer esta especie a la solución lixivante.

Las arcillas son una familia de minerales, aluminosilicatos, existen en todas las menas y producen partículas muy finas (algunos micrones). La presencia de muchas arcillas puede impedir una buena filtración del relave.

**4.1.2.4 Otras variables.** La lixiviación se realiza a temperatura ambiente (o en autoclaves). La concentración de reactivos debe ser optimizada según el tipo de operación.

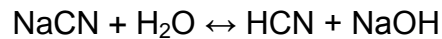
El porcentaje de sólidos debe ser en la mayoría de los casos lo más alto posible para alcanzar una alta concentración del ion metálico en la solución de lixiviación,

minimizar los costos de inversión en el circuito de lixiviación por menor capacidad volumétrica y reducir el tamaño y costo subsecuente de espesamiento y filtración. La velocidad de agitación debe ser lo suficientemente alta para mantener los sólidos en suspensión, para que no decanten. Una velocidad de agitación alta tiende a favorecer la cinética de la reacción, pero tiene un costo energético apreciable. Favorece también la disolución de gases en la solución.

#### 4.2 FUNDAMENTOS DE LA CIANURACIÓN <sup>[9]</sup>

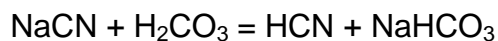
Los cianuros más importantes que se usan en este procedimiento son el de potasio y el de sodio. Este último se expende en varias concentraciones desde el 85 hasta el 98 % de NaCN.

Una solución de cianuro alcalino en agua se hidroliza como sigue:



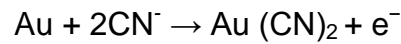
La extensión hasta donde prosigue esta hidrólisis en las soluciones de cianuros comerciales en agua, depende principalmente de la cantidad de álcali libre en el cianuro. Si este álcali es apreciable, entonces la descomposición del cianuro podría ser despreciable. En ausencia del álcali libre apreciable, la hidrólisis puede retardarse mediante la adición de cal.

La adición de cal a la pulpa con cianuro es una práctica universal no solamente para evitar pérdidas de cianuro por hidrólisis sino también para neutralizar cualquier constituyente ácido del mineral, que de otra manera liberaría ácido cianhídrico. El ácido carbónico que es más fuerte que el cianhídrico descompone las soluciones de cianuros alcalinos, de acuerdo con la siguiente reacción química:

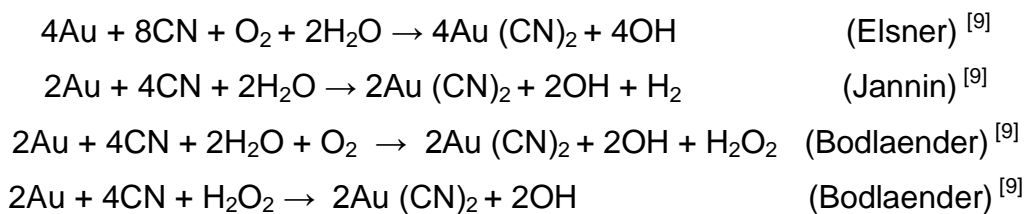


Esta reacción también puede evitarse con el uso de de cal y otros álcalis.

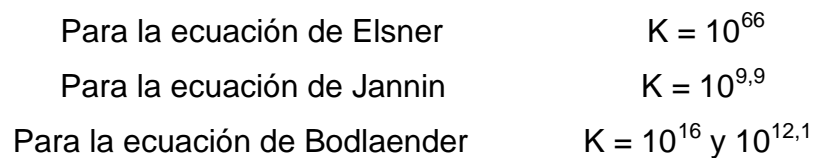
**4.2.1 Disolución de metales preciosos.** En su forma más simple, la reacción para disolución de oro metálico en una solución diluida de cianuro es:



Se ha observado en la práctica, que el oro no se disuelve sin aireación intensa. Consecuentemente las siguientes reacciones han sido propuestas para la disolución del oro en soluciones diluidas de cianuro.

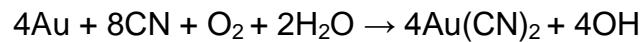


Barsky, Swainson y Hedley<sup>[9]</sup> determinaron la energía libre de formación de los iones complejos de oro-cianuro y plata-cianuro. De los datos obtenidos, ellos calcularon los cambios de energía libre en las diferentes reacciones sugeridas y puntualizaron cuales de ellas son teóricamente posibles bajo condiciones corrientes de cianuración. Para la energía libre del ion aurocianuro  $\text{Au}(\text{CN})_2$  encontraron un valor de 69.064 calorías. Con otros datos disponibles fueron calculadas las constantes de equilibrio para las ecuaciones propuestas anteriormente.



Sus resultados demostraron que para la ecuación de Elsner, la reacción continúa hasta su terminación, es decir, hasta que prácticamente todo el cianuro es consumido o todo el metal es disuelto. Consecuentemente, la ecuación de Elsner

es la que realmente expresa la reacción de la disolución del oro en soluciones de cianuro o sea:



Para la ecuación de Jannin son tan desfavorables las constantes de equilibrio, que la formación de hidrógeno puede considerarse imposible bajo condiciones normales.

Para las ecuaciones de Bodlaender, las constantes de equilibrio son favorables consecuentemente, las reacciones propuestas son posibles.

**4.2.2 Efecto de la concentración de cianuro sobre la velocidad de disolución del oro.** De acuerdo con J.S Mac Laurin, la rapidez de disolución del oro en las soluciones de cianuro, alcanza un máximo pasando de soluciones concentradas a diluidas. En su investigación demostró que este máximo es alcanzado a una concentración de 0,25% de KCN en la solución, o un equivalente a 0,19% de la NaCN. Christy encontró que las soluciones más débiles que 0,001% de KCN no disuelven oro.

White<sup>[9]</sup>, encontró que la velocidad máxima de disolución es cuando la concentración de KCN en la solución es de 0,027% y 0,020% de NaCN, y cuando dicha solución está saturada de oxígeno.

Julian Smart demostró que la velocidad con que se disuelve el oro se agiliza rápidamente con el aumento de la concentración de la solución hasta 0,10% de KCN.

Barsky, Swaison y Heddley<sup>[9]</sup>, comprobaron que la concentración de la solución para una rápida disolución es de 0,05% de NaCN.

**4.2.3 Efecto del oxígeno sobre la disolución del oro.** El uso de oxígeno o un agente oxidante es esencial para la disolución del oro, bajo condiciones normales de cianuración. Los agentes oxidantes, tales como el permanganato de potasio, peróxido de sodio, bromo y cloro fueron usados en el pasado con relativo éxito pero debido al costo de estos reactivos y las complicaciones que su uso implicaba, actualmente ya no se utilizan.

Barsky, Swainson y Hedley<sup>[9]</sup> determinaron la velocidad de disolución del oro en soluciones de 0,10% de NaCN usando nitrógeno, oxígeno y mezclas de ambos. Las pruebas se efectuaron sobre 100 c.c. de solución de cianuro a 25°C de temperatura y con iguales volúmenes de gas para cada prueba.

Los resultados de la velocidad de disolución del oro durante la primera media hora de cada prueba son mostrados en la siguiente tabla:

Tabla 1: Velocidad de disolución

<b>% DE OXÍGENO</b>	<b>DISOLUCION DE ORO mg/cm<sup>2</sup>/hora</b>
0	0,04
9,6	1,03
20,9	2,36
60,1	7,62
99,5	12,62

Fuente: VARGAS GALLARDO, JUAN. Metalurgia del Oro y la Plata. Segunda Edición. Lima Perú. 1995.

**4.2.4 Efecto de la alcalinidad sobre la disolución del oro.** Las funciones del hidróxido de calcio en la cianuración son las siguientes:

1. Evitar pérdidas de cianuro por hidrólisis.

2. Prevenir pérdidas de cianuro por la acción del anhídrido carbónico del aire.
3. Neutralizar los componentes ácidos tales como sales ferrosas, férricas y el sulfato de magnesio contenidos en el agua del ingenio antes de agregar al circuito de cianuración.
4. Descomponer los bicarbonatos del agua del ingenio antes de uso en la cianuración.
5. Neutralizar la acidez de los constituyentes de la mena.
6. Facilitar el asentamiento de las partículas finas de modo que pueda separarse la solución rica clara de la mena cianurada.
7. Mejorar la extracción cuando se tratan menas que contiene telurios, plata roja, que se descomponen más rápidamente a una mayor alcalinidad.

En la práctica se usa soda cáustica o cal, pero por su bajo costo se prefiere la cal para neutralizar la acidez de la mena y contrarrestar los efectos dañinos de los cianicidas. La cantidad de cal que se añade, expresada en términos de kilogramos de óxido de calcio por tonelada de mena tratada, se llama “alcalinidad protectora” aunque un exceso de cal protege al cianuro de sodio de la hidrólisis, pero si está presente en grandes cantidades puede retrasar la velocidad de disolución del oro, especialmente, si se trata de menas sulfurosas. Por tanto, la alcalinidad debe ser cuidadosamente controlada y en general es mejor mantener en un punto lo más bajo posible para lograr una buena recuperación.

### **4.3 ENSAYO AL FUEGO**

Para obtener resultados cuantitativos de oro total y plata, el procedimiento de ensayo al fuego es la opción preferida por los laboratorios del mundo entero. Típicamente las muestras se mezclan con agentes fundentes como el óxido de plomo y se funden a alta temperatura.

El “Ensayo a Fuego” es un método cuantitativo por el que los metales son

separados por fusión de la muestra en un medio reductor, el peso de muestra requerido oscila entre 20 a 100 g. Los metales nobles presentes son colectados en plomo líquido que se separa de la escoria por diferencia de densidad.

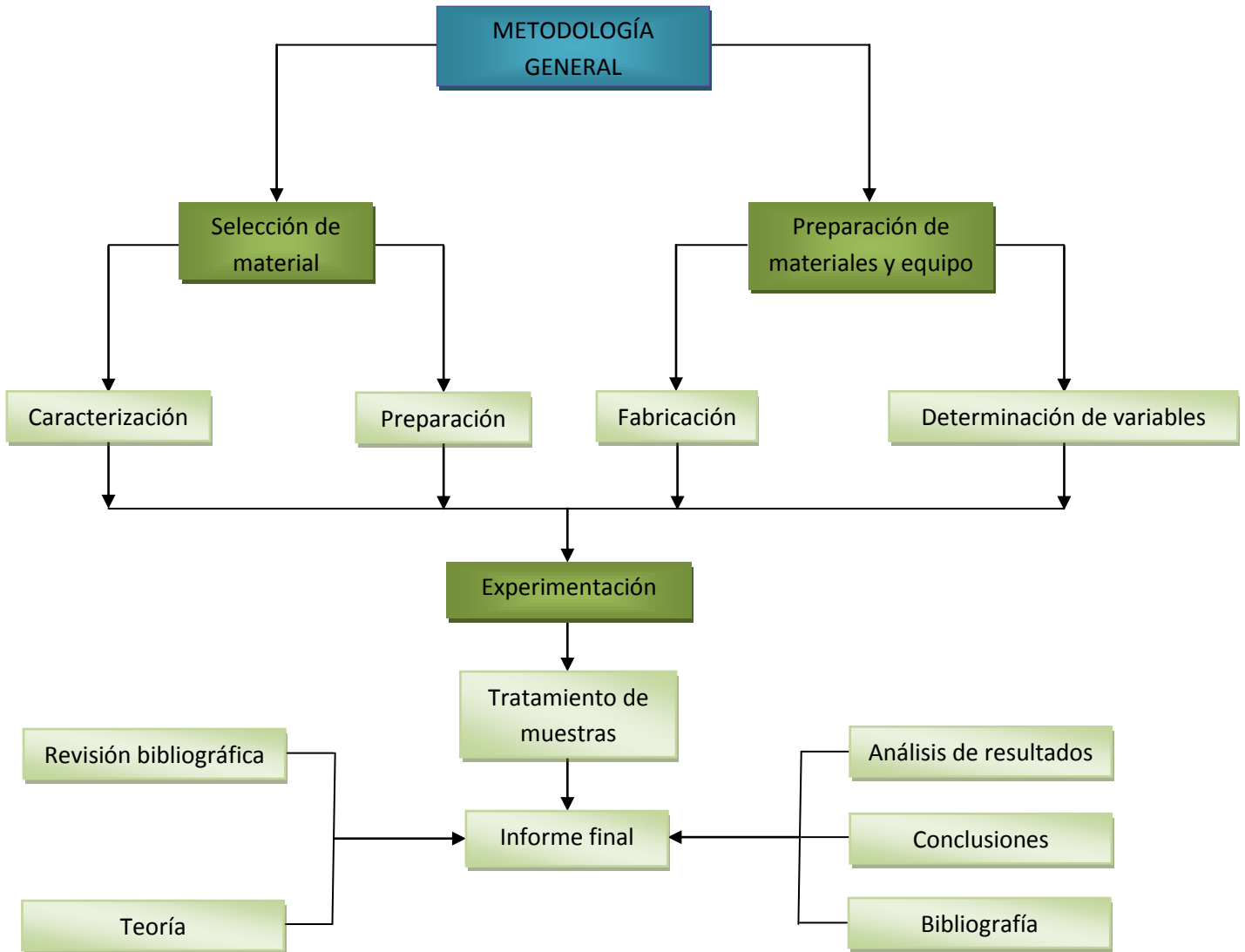
El botón de plomo es copelado para liberar los metales nobles bajo la forma de una perla metálica. Seguidamente será pesada en balanza analítica (Gravimetría). Posteriormente la perla es disuelta por digestión ácida y los tenores determinados en solución por Absorción Atómica o por gravimetría.

Para conocer el fundente apropiado se necesita conocer el tipo de mineral, un mineral con ganga ácida se necesita de un fundente básico y un mineral con ganga básica se necesita de un fundente ácido.

## 5. METODOLOGÍA

En la Figura 3 se muestra un esquema general de la metodología empleada.

Figura 3: Diagrama metodológico general.



Fuente: El autor

## 5.1 SELECCIÓN DEL MATERIAL

### 5.1.1 Caracterización del mineral <sup>[6]</sup>.

Según composición y cantidad, mena con una cantidad de óxidos notable (5% de hematina). Presenta una proporción de sulfuro aproximada del 4 %, constituido por pirita y galena. Hay manifestaciones de bornita y calcopirita (menores al 1%).

El análisis de los sulfuros mostró, que la pirita constituye el 88% de los sulfuros, la galena el 8% y la esfalerita el 2%. La calcopirita y la bornita se presentan en muy poca proporción.

La ganga está constituida por cuarzo en un 90% aproximadamente y hay manifestaciones de sericita en una proporción menor al 1%.

Los sulfuros registrados son de baja reactividad con el cianuro de sodio a las condiciones convencionales de lixiviación del oro. No se registran compuestos minerales inhibidores de la cianuración.

Se atribuye la presencia de hematita a la oxidación de la pirita. Esto significa que el material está en un medio donde está bastante expuesto a fuentes de oxidación tales como el aire y/o corrientes de agua con alta carga de oxígeno. Una interpretación posible es que el mineral esté cerca de la superficie y que a medida que se profundice la cantidad de hematita disminuirá y la proporción de pirita aumentará.

El oro está incluido y/o asociado principalmente en la pirita. La exposición de este oro puede facilitarse por las fisuras que se generan en la partícula de pirita por la corrosión del proceso de oxidación.

El oro también está relacionado con los demás sulfuros. También se encontró oro incluido en la esfalerita y asociado con la galena.

Las características composicionales del mineral de San Pablo, ofrecen ventajas de tipo ambiental, debido a la baja reactividad de los sulfuros constitutivos con el cianuro, los residuos líquidos están exentos de cianuros metálicos. Los depósitos de residuos sólidos son químicamente estables, de manera que no serían fuentes permanentes de material lixiviado y de generación de aguas ácidas.

**5.1.1.2 Características físicas del mineral.** La proporción de sulfuros en la mena de la Mina San Pablo es moderadamente bajo (menos de 5%). Su tamaño de partícula es grande con un promedio de 250 micrones. Observando el tamaño de los sulfuros huésped de las partículas de oro se aprecia que su tamaño supera los 500 micrones.

Una molienda a una distribución de tamaño de partícula de un 80% bajo 250 micrones ( $d_{80}$  250  $\mu\text{m}$ ) es suficiente para liberar los sulfuros constitutivos de la mena, quedando adecuadamente dispuesto para la concentración.

Las partículas de oro tienden a ser menores de 50 micrones. Ponderando el número de partículas de oro detectadas se tiene que un 10% están entre 120 y 250 micrones; un 25%, entre 50 y 120 micrones y un 65% entre 15 y 50 micrones. Hay que resaltar que no se hallaron partículas de oro completamente liberadas. La característica preponderante en San Pablo, entonces, es que el oro sea de pequeño tamaño diseminado en las partículas grandes de sulfuros.

De otra parte, el análisis de tenor de oro por fracciones reportó que un 95% del oro está en la fracción gruesa (mayor a 212 micrones), lo que no debe interpretarse como si el oro tendiera al tamaño grueso sino como manifestación del estado asociado o incluido del oro con las partículas que quedan de gran tamaño.

Esto lleva a la conclusión de que para obtener un buen rendimiento en la cianuración es necesario que el material a lixiviar esté con una distribución de tamaño con un  $d_{80}$  de 50 micrones.

La tendencia del oro a tener un tamaño relativamente fino, beneficia el proceso de cianuración.

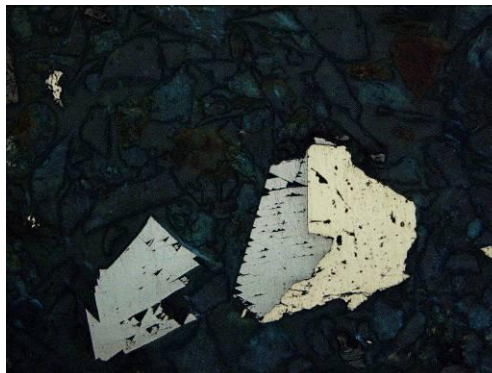
Así, serian recomendables una molienda gruesa para liberar y preparar la etapa de concentración y otra fina, después de la concentración, para la exposición y/o liberación del oro para la cianuración.

Tabla 2: Análisis microscópico: Minerales de la fracción gruesa.

<b>MENA</b>	<b>%</b>	<b>GANGA</b>	<b>%</b>	<b>ALTERACION</b>	<b>%</b>
PIRITA	2	CUARZO	90	SERICITA	<1
HEMATITA	5				
GALENA	2				
BORNITA	<1				
CALCOPIRITA	<1				

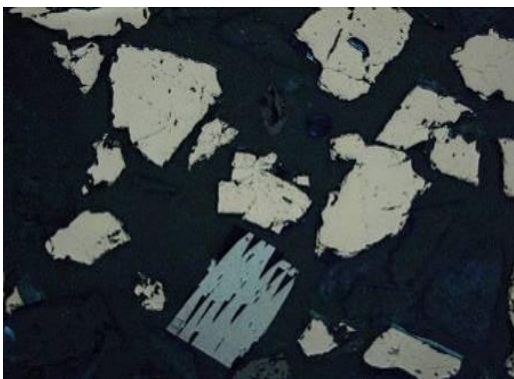
Fuente: MOLANO M, JUAN C. LONDOÑO E, JORGE I. Estudio Mineralógico de Agregados Minerales de las minas San Pablo y San Miguel en Remedios Antioquia. Minerar. Bogotá. 2005.

Figura 4: Caracterización mineralógica del material de San Pablo.



Fuente: MOLANO M, JUAN C. LONDOÑO E, JORGE I. Estudio Mineralógico de Agregados Minerales de las minas San Pablo y San Miguel en Remedios Antioquia. Minerar. Bogotá. 2005.

Figura 5: Caracterización mineralógica del material metálico de mena (pesados) de San Pablo.



Fuente: MOLANO M, JUAN C. LONDOÑO E, JORGE I. Estudio Mineralógico de Agregados Minerales de las minas San Pablo y San Miguel en Remedios Antioquia. Minerar. Bogotá. 2005.

## 5.1.2 Preparación.

**5.1.2.1 Muestreo.** El concentrado para las pruebas de cianuración, se tomó del sobreflujo del hidrociclón de remolienda, el cual corresponde a la cabeza de lixiviación.

El muestreo se realizó el mismo día cada hora. La muestra total fue lavada con agua, secada y homogenizada.

**5.1.2.2 Reactivos.** Se empleó cianuro de sodio (NaCN) industrial de marca TAEKWANG IND.CO, LDT, óxido de calcio (CaO) industrial que se logra conseguir en la región, para las pruebas de titulación de cianuro y cal se empleo nitrato de plata (AgNO<sub>3</sub>) y ácido oxálico (C<sub>2</sub>H<sub>2</sub>O<sub>4</sub>) grado analítico marca, Químicos JM S.A. y Ferri Color respectivamente. Yoduro de potasio (KI) marca Chemi y fenolftaleína (C<sub>20</sub>H<sub>14</sub>O<sub>4</sub>) marca Químicos JM S.A.

## 5.2 PREPARACIÓN DE MATERIALES Y EQUIPOS

**5.2.1 Fabricación.** Para las pruebas de cianuración se construyó un recipiente de agitación con características similares a los equipos de la planta, con dimensiones a escala 1:16.

En la Figura 6 se puede observar el recipiente de agitación, con un diámetro interno de 25 cm y una altura efectiva de 25 cm, también se muestran los baffles y las mangueras de inyección de aire.

Figura 6: Recipiente de agitación.



Fuente: El autor

En la Figura 7 aparece el agitador mecánico, cuyas características son:

- ✓ Motor de 1/2 Hp.
- ✓ rpm max = 1651.
- ✓ rpm min = 518.
- ✓ Eje y aspas en acero inoxidable.

Figura 7: Agitador mecánico.



Fuente: El autor

Se acondicionaron dos recipientes plásticos para la dosificación de cal y cianuro. Ver Figura 8.

Figura 8: Recipientes plásticos.

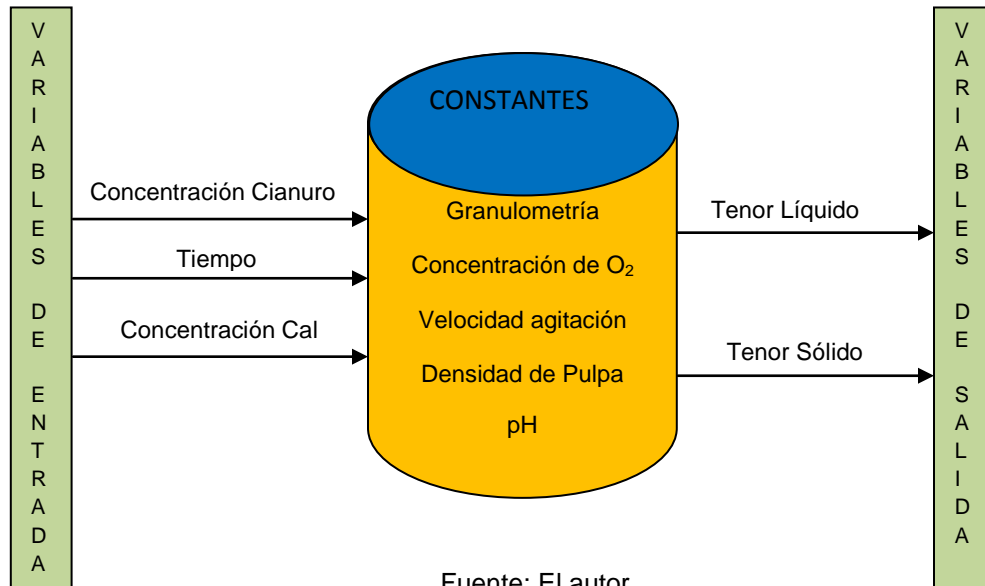


Fuente: El autor

**5.2.2 Determinación de las variables.** Inicialmente se tuvo en cuenta las condiciones operacionales de la planta, a fin de definir las variables que se manejarían durante los ensayos, dentro de ellas se encontró principalmente, la concentración de cianuro y cal en la pulpa, la cual sería sometida a agitación mecánica.

La granulometría, aireación, densidad de pulpa y revoluciones del agitador y el pH que se estableció en 10, fueron constantes durante todos los ensayos. La clasificación de las variables se esquematiza en la Figura 9 mostrada a continuación:

Figura 9: Esquema variables.

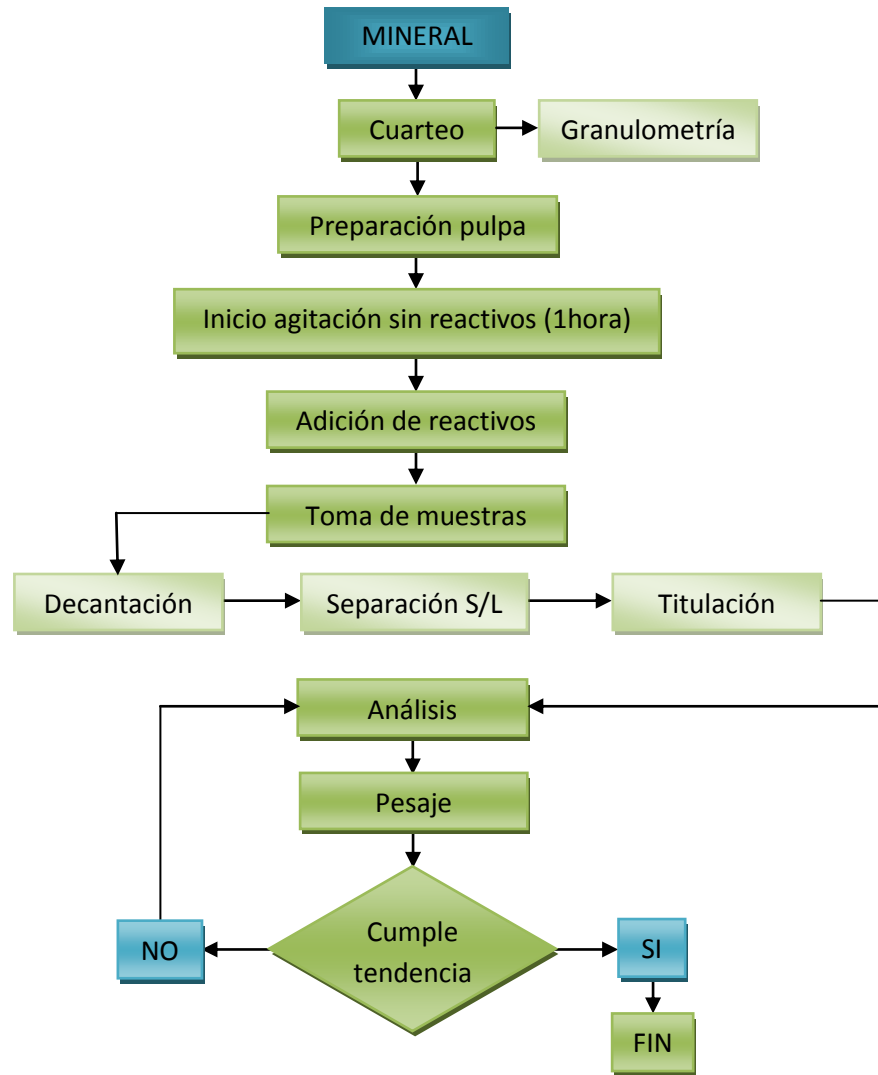


La cal solo se varió en las dos primeras pruebas de la primera fase, después se convirtió en parámetro. (Ver ítem 5.3.3).

### 5.3 PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL

En la Figura 10 se presenta el procedimiento experimental.

Figura 10: Diagrama procedimiento experimental.



Fuente: El autor

**5.3.1 Cuarteo.** El mineral fue homogenizado, cuarteado y separado en dos muestras, una para granulometría y otra para la preparación de la pulpa. En la Figura 11 se aprecia el Cuarteador Humboldt, modelo H3990-1095 ASTM, que se utilizó.

Figura 11: Cuarteador Humboldt.



Fuente: El autor

La granulometría se analizó en un rotap Gilson modelo SS-15. La serie de tamices utilizada fue: 100, 120, 140, 200, 230, 325, -325, malla Tyler. Ver Figura 12.

Figura 12: Rotap y serie de tamices.



Fuente: El autor

**5.3.2 Preparación Pulpa.** Para cada prueba, se prepararon 10 litros de pulpa con una densidad igual a  $1200 \text{ kg/m}^3$ , y un porcentaje de sólidos del 27 %.(ver anexo B).

El agua que se utilizó para preparar la pulpa, fue la misma que se emplea en la planta.

**5.3.3 Inicio agitación.** Con la pulpa preparada, se dio inicio a la agitación. En primera instancia la pulpa solo se agitó en presencia de aire, con una concentración de oxígeno igual 8 ppm, esta concentración se midió con un oxígenometro marca HANNA instruments serie HI 9142 (ver Figura 13) durante una hora. El aire fue suministrado por un compresor marca Ingersoll Rand. El agitador mecánico, se trabajó a 1200 rpm.

Figura 13: Oxígenometro



Fuente: El autor

Tras una hora de agitación y de aireación, los reactivos fueron adicionados (cal y cianuro).

Con la realización de las dos primeras pruebas se determinó la cantidad de cal a utilizar en el resto de ensayos. Para las dos pruebas restantes de la primera etapa

se varió la concentración de cianuro, en 1,0 y 1,7 lb/m<sup>3</sup>, manteniendo la concentración de cal según pruebas anteriores.

En la segunda etapa, se cianuró el mineral lixiviado en la etapa anterior. Las concentraciones de cianuro fueron 0,8 y 1,0 lb/m<sup>3</sup>.

En la tabla 6 se presenta la concentración de cal y de cianuro empleados en cada etapa.

Tabla 3: Relación concentraciones

	Lixiviación 1 <sup>ra</sup> Etapa				Lixiviación 2 <sup>da</sup> Etapa	
	Variación Cal					
[CN <sup>-</sup> ] (lb/m <sup>3</sup> )	1,5	1,5	1	1,7	0,8	1,0
[Cal] (lb/m <sup>3</sup> )	0,6	1,2	0,6	0,6	0,6	0,6
Tiempo (h)	25	25	25	25	25	25

Fuente: El autor

**5.3.4 Toma de muestras.** En la tabla 7 se observa el número de muestras y el tiempo de muestreo que demoró cada prueba de cianuración. Una vez tomada cada muestra se esperaba a que decantara para poder separar la fase líquida de la sólida. Posteriormente se tomaban 10 ml de líquido para titular el cianuro y la cal.

Tabla 4: Toma de muestras.

Numero de muestra	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Tiempo (h)	0	0,5	1	3	5	7	9	11	13	15	17	21	25

Fuente: El autor

**5.3.5 Análisis.** Con las muestras separadas se procedía a realizar el análisis respectivo, del líquido y del sólido, según los procedimientos establecidos en el laboratorio. (Ver anexo A).

**5.3.6 Pesaje.** Los productos finales de cada análisis, fueron pesados en la Microbalanza electrónica marca Cahn, serie 30, C-31. Ver Figura 13.

Figura 14: Microbalanza electrónica.



Fuente: El autor

Cuando el análisis de la muestra no estaba dentro de la tendencia, se repetía dicho análisis.

## 6. RESULTADOS Y ANÁLISIS

### 6.1 CARACTERIZACIÓN METALÚRGICA

En la caracterización de minerales se obtiene parámetros que orientan a la selección apropiada del ciclo de beneficio y tratamiento del mineral.

**6.1.1 Granulometría.** En la tabla 8 se muestran los detalles del análisis granulométrico realizado a la muestra.

Tabla 5: Análisis granulométrico.

TAMIZ USA Nº	Abertura de malla que pasa ( $\mu\text{m}$ )	Abertura de malla que retiene ( $\mu\text{m}$ )	Abertura promedio ( $\mu\text{m}$ )	Peso Retenido (g)	% en peso retenido	% en peso retenido acumulado	% pasante acumulado
+100	250	150	200	<b>42,00</b>	9,33	9,33	<b>100,00</b>
-100 + 120	150	125	137,5	<b>97,00</b>	21,56	30,89	<b>90,67</b>
-120 +140	125	106	115,5	<b>7,00</b>	1,56	32,44	<b>69,11</b>
-140 +200	106	75	90,5	<b>109,00</b>	24,22	56,67	<b>67,56</b>
-200 + 230	75	63	69	<b>81,00</b>	18,00	74,67	<b>43,33</b>
-230 + 325	63	0	31,5	<b>36,00</b>	8,00	82,67	<b>25,33</b>
-325	45			<b>78,00</b>	17,33		
				<b>450,0</b>	<b><math>d_{80} (\mu\text{m}) =</math></b>		<b><u>137,1</u></b>

Fuente: El autor

El resultado del análisis granulométrico, muestra que el  $d_{80}$ , de la muestra utilizada para la cianuración, es igual a 137,1 $\mu\text{m}$ .

## 6.2 PRUEBAS DE CIANURACIÓN

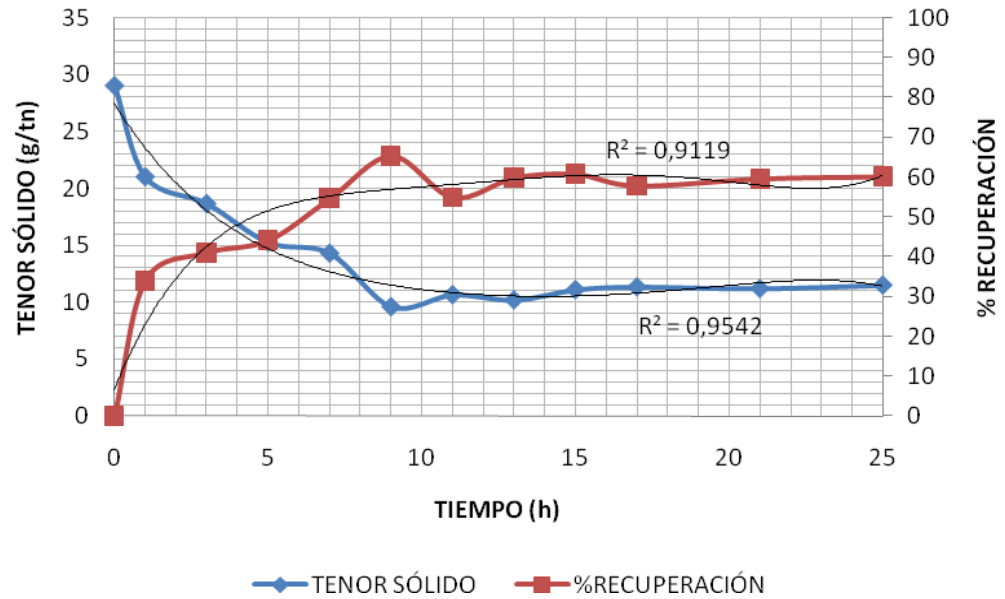
En este capítulo, se presentarán los resultados obtenidos en los ensayos de cianuración. Los resultados se muestran en unidades de gramos de oro por tonelada de concentrado para el sólido (g/t), y porcentaje de recuperación para el líquido. Las concentraciones de cianuro y cal se presentan en términos de libras por metro cúbico (lb/m<sup>3</sup>).

**6.2.1 Cianuración Primera etapa.** Como se mencionó en el numeral 5.3.3, las pruebas se dividieron en dos etapas. En la primera etapa se realizaron dos pruebas variando la concentración de cal y dos pruebas variando la concentración de cianuro. A continuación se muestran los resultados de las pruebas de cal.

**6.2.1.1 Pruebas de Cal.** En la Figura 15, se presentan los resultados obtenidos en los análisis de muestras líquidas y sólidas, para una concentración de cal igual a 0,6 lb/m<sup>3</sup> y cianuro igual a 1,5 lb/m<sup>3</sup>. El objetivo de estas pruebas fue, determinar la concentración de cal adecuada para la realización de dicho proceso. En la Figura 15, se puede observar el porcentaje de recuperación en la muestra líquida. La línea de tendencia presenta un aumento en la recuperación hasta la hora quince de agitación, pasado este tiempo la tendencia se estabiliza. Para estas condiciones de concentración el máximo valor de recuperación alcanzado es del 60%.

La Figura también muestra el análisis del sólido. Se logra observar una disminución en el tenor hasta la hora quince, después de este tiempo dicho valor permanece estable con el transcurso de la prueba. El tenor mínimo alcanzado es de 11 g/t.

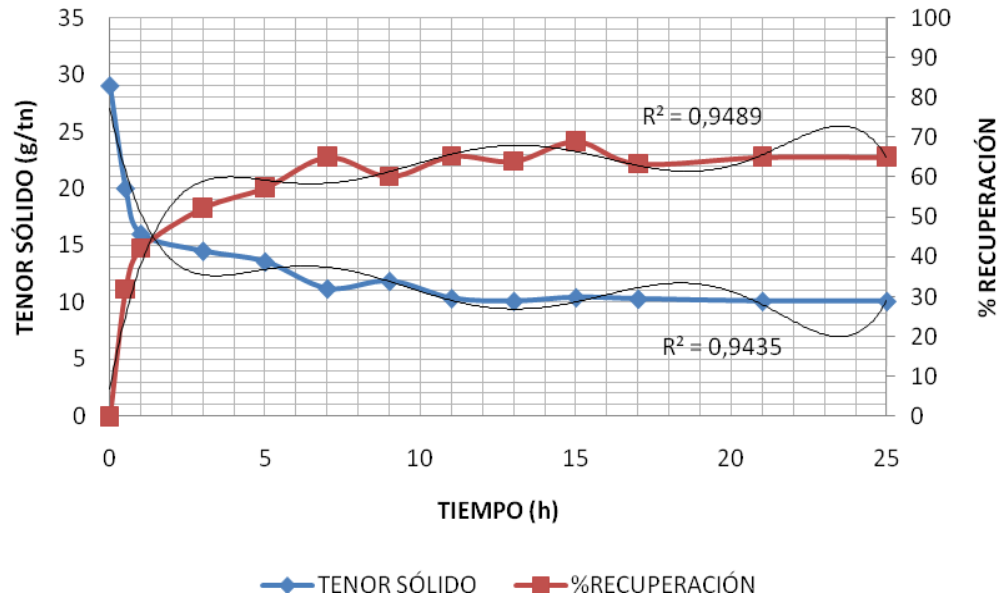
Figura 15: Curva de cianuración, [Cal]=0,6 y [CN<sup>-</sup>]=1,5 lb/m<sup>3</sup>.



Fuente: El autor

A continuación en la Figura 16, se puede observar los resultados del análisis de líquido y sólido, al variar la concentración de cal a 1,2 lb/m<sup>3</sup>, y manteniendo el cianuro en 1,5 lb/m<sup>3</sup>. En la figura, vemos el análisis de la muestra líquida, para la cual el máximo porcentaje de recuperación se encuentra en el orden del 63%, llegando a este valor en alrededor de dieciséis horas. Por otra parte, se puede ver como el sólido alcanzó un tenor mínimo de 10 g/t, para un tiempo de agitación de quince horas.

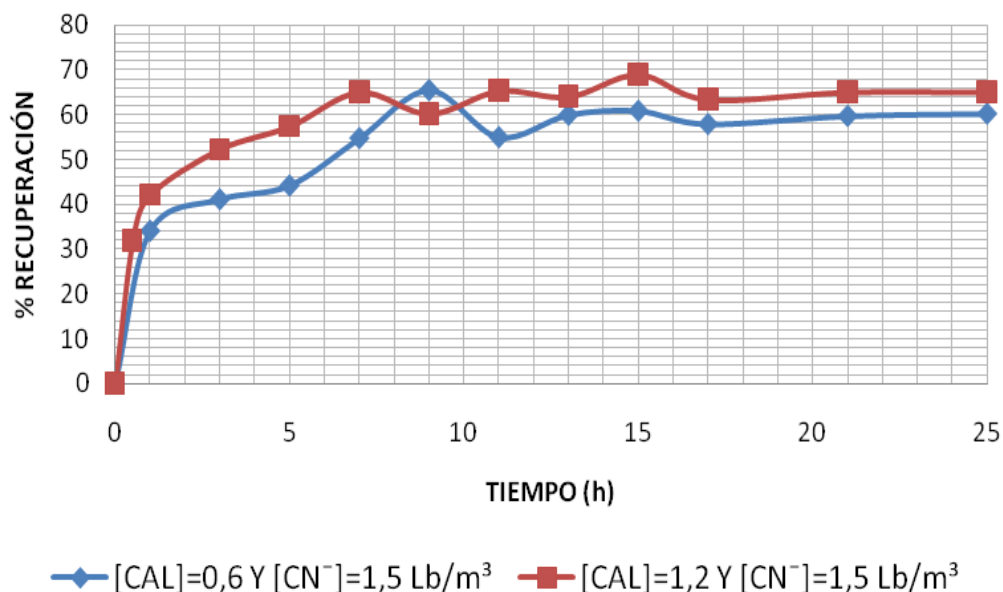
Figura 16: Curva de cianuración, [Cal]=1,2 y [CN<sup>-</sup>]=1,5 lb/m<sup>3</sup>.



Fuente: El autor

Comparando los resultados obtenidos, en los porcentajes de recuperación, con las dos concentraciones del cal, se puede observar en la Figura 17, una mínima diferencia en los valores obtenidos en el porcentaje de recuperación. Teniendo en cuenta lo anterior, y sabiendo de la teoría que un exceso de cal puede retrasar la velocidad de disolución, se tomó la decisión de trabajar con la menor concentración de cal, debido a que no presenta mayor influencia en el porcentaje de recuperación.

Figura 17: Comparación porcentajes de recuperación, [Cal]=0,6-1,2 y  $[CN^-]=1,5\text{lb}/\text{m}^3$ .



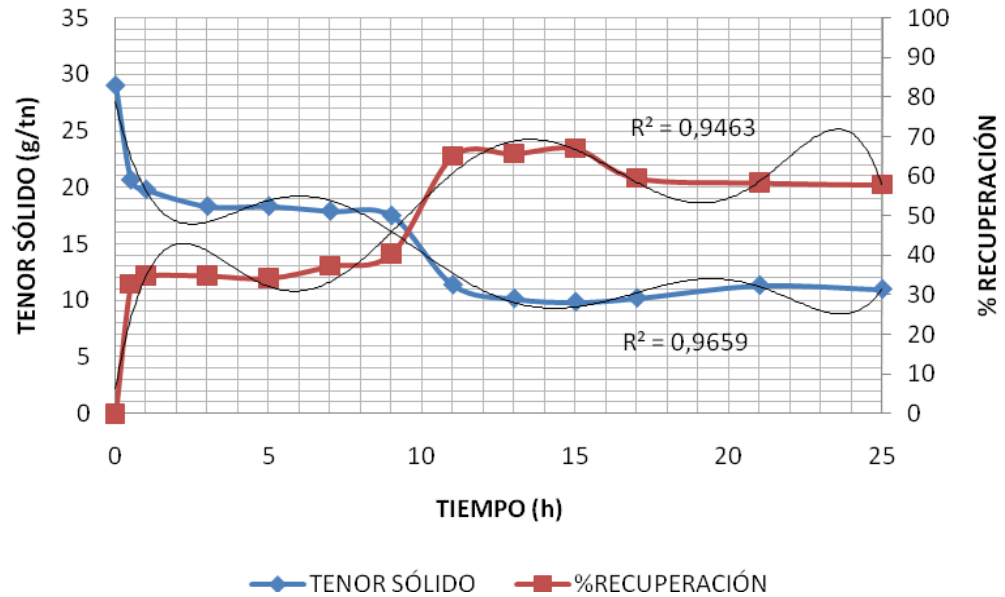
Fuente: El autor

**6.2.1.2 Pruebas de Cianuro.** En la Figura 18, se observan los resultados de las muestras líquidas y sólidas, que se trabajaron con una concentración de cianuro igual  $1,0\text{ lb}/\text{m}^3$  y cal igual a  $0,6\text{ lb}/\text{m}^3$ .

La Figura 18, nos muestra el porcentaje de recuperación en la muestra líquida. La curva presenta un aumento en la primera hora de agitación, después de este tiempo permanece estable, hasta la hora diez. Luego, empieza de nuevo a aumentar el porcentaje de recuperación hasta un máximo de 65% de recuperación cerca de las quince horas de agitación.

Por otra parte las muestras sólidas, presentan un tenor mínimo igual a 11g/t, para un tiempo de quince horas.

Figura 18: Curva de cianuración, [Cal]=0,6 y [CN<sup>-</sup>]=1,0 lb/m<sup>3</sup>.

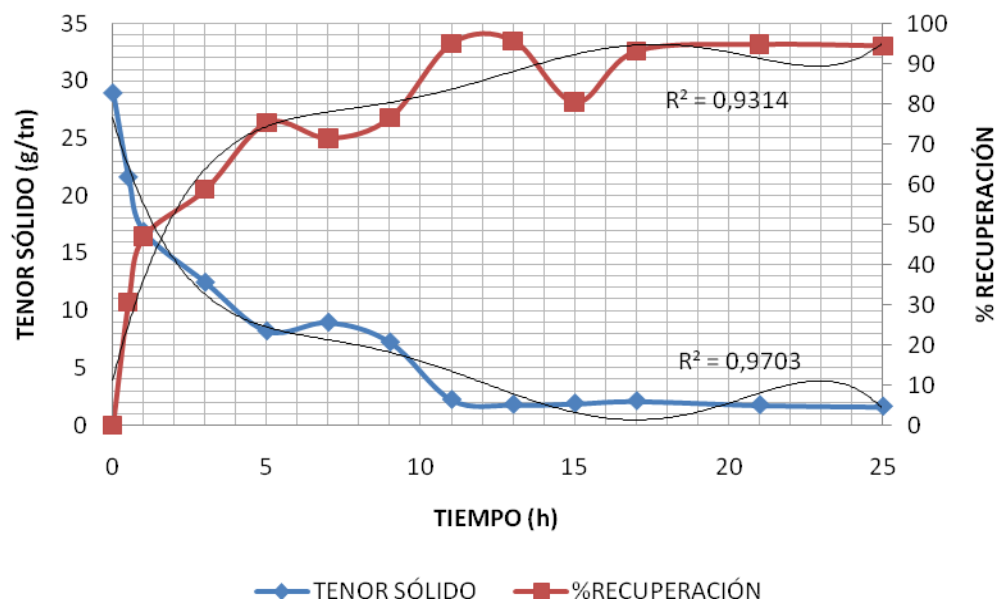


Fuente: El autor

Habiendo finalizado el ensayo anterior, se dio inicio a una nueva prueba, modificando la concentración de cianuro y estableciéndola en 1,7 lb/m<sup>3</sup>. Los resultados de los análisis de las muestras líquidas y sólidas son mostrados en la Figura 19.

En la Figura 19, se observa, que el porcentaje máximo de recuperación, se obtiene cerca de las quince horas de agitación obteniendo un 94%, lo que es hasta el momento el valor más alto obtenido. Por su parte las muestras sólidas, alcanzan un tenor mínimo de 1,7g/t, después de quince horas de agitación.

Figura 19: Curva de cianuración, [Cal]=0,6 y [CN<sup>-</sup>]=1,7 lb/m<sup>3</sup>.

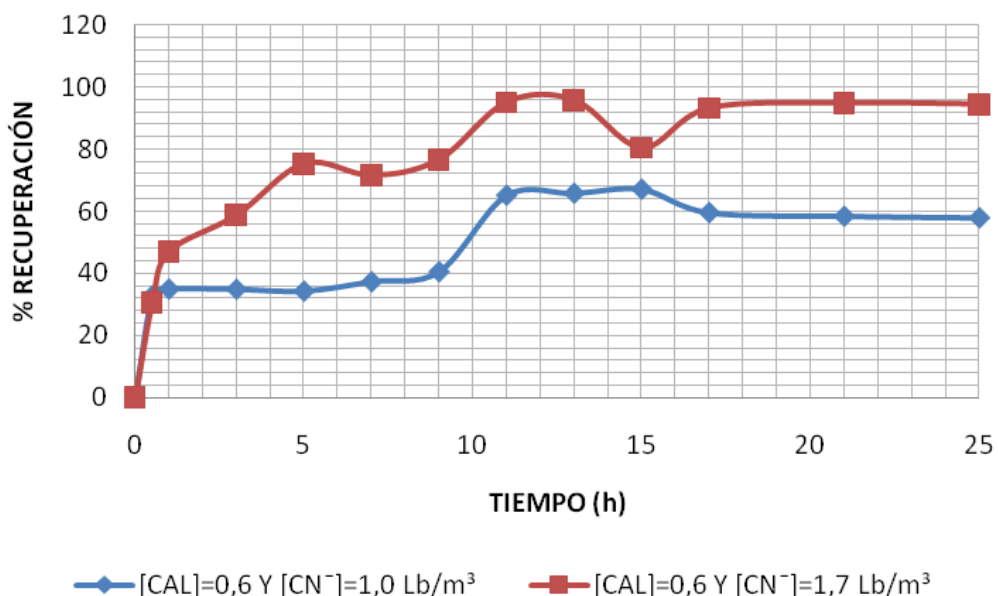


Fuente: El autor

En la Figura 20, se puede observar la comparación, en los porcentajes de recuperación con concentraciones de cianuro iguales a 1,0 y 1,7 lb/m<sup>3</sup>.

La concentración de cianuro que presentó el mayor porcentaje de recuperación de oro en la primera etapa, fue 1,7 lb/m<sup>3</sup>.

Figura 20: Comparación porcentajes de recuperación, [Ca]=0,6 y [CN<sup>-</sup>]=1,0-1,7 lb/m<sup>3</sup>.

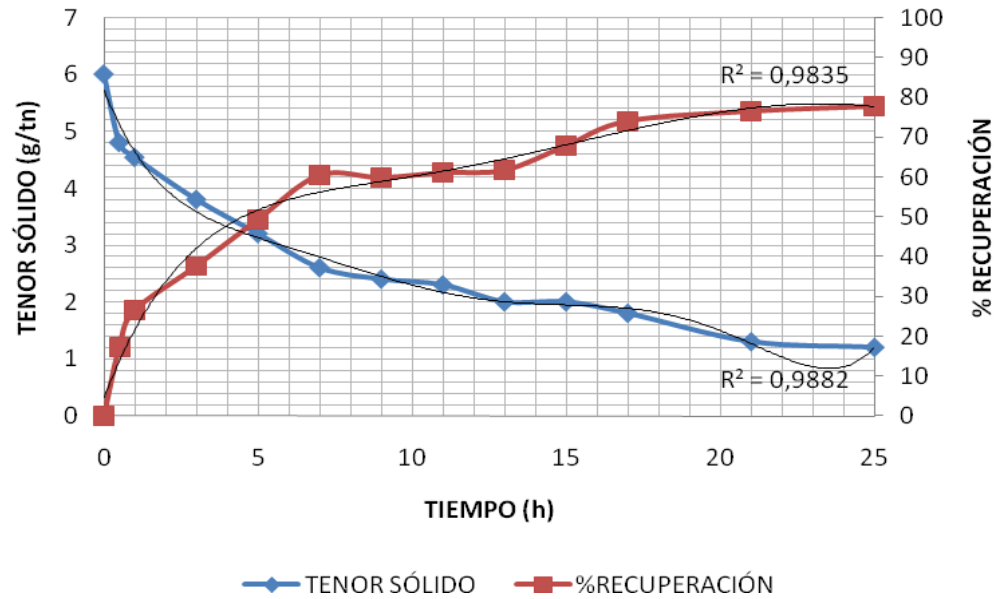


Fuente: El autor

**6.2.2 Cianuración segunda etapa.** En esta etapa del proyecto, se trabajó con el mineral lixiviado en la primera etapa. Se utilizaron dos concentraciones diferentes de cianuro y los resultados obtenidos se muestran a continuación.

**6.2.2.1 Pruebas de Cianuro.** En la Figura 21 se puede apreciar, que la pulpa al ser lixiviada con una concentración de cianuro igual a 0,8 lb/m<sup>3</sup> y una concentración de cal igual a 0,6 lb/m<sup>3</sup>, a las diecisiete horas de agitación, el porcentaje de recuperación es del orden del 75%. Por otra parte en el análisis del sólido se observa, que el tenor mínimo se logra tras veintiuna horas de agitación, siendo este igual 1,2 g/t.

Figura 21: Curva de cianuración, [Cal]=0,6 y [CN<sup>-</sup>]=0,8 lb/m<sup>3</sup>.



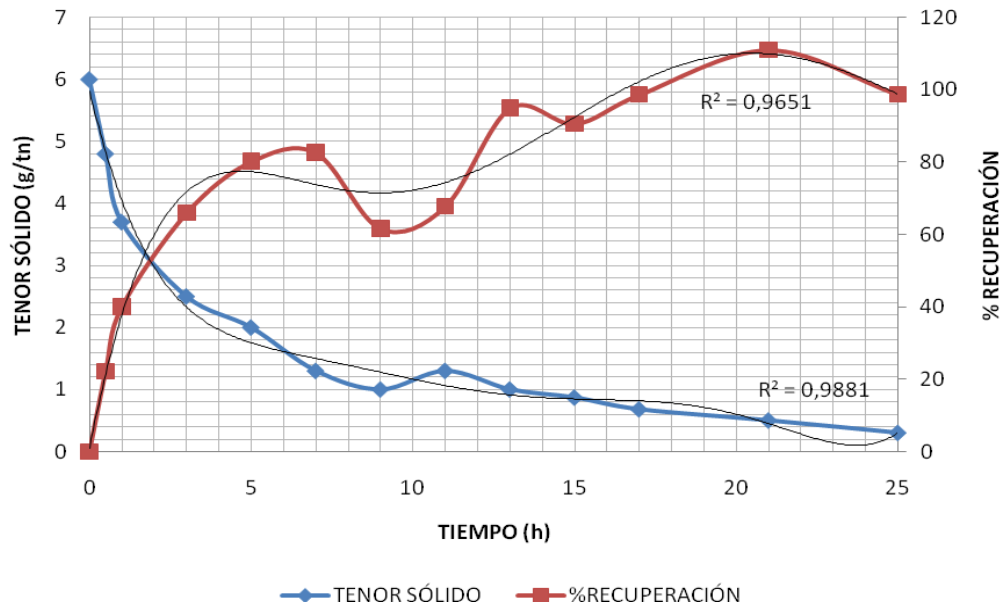
Fuente: El autor

En la Figura 22 se muestra el análisis realizado a las muestras sólidas y líquidas que fueron lixiviadas con una concentración de cianuro igual a 1,0 lb/m<sup>3</sup> y cal igual a 0,6 lb/m<sup>3</sup>.

En las muestras líquidas, se observa que trascurridas diecisiete horas de agitación se obtiene un porcentaje de recuperación alrededor del 98%; como valor máximo se presenta un porcentaje igual al 111% pero esto atribuye a un error en el análisis.

En la misma Figura, se encuentran representadas las muestras sólidas, de estas se puede analizar que tras diecisiete horas de agitación el tenor del sólido es igual a 0,5 g/t.

Figura 22: Curva de cianuración, [Cal]=0,6 y [CN<sup>-</sup>]=1,0 lb/m<sup>3</sup>.

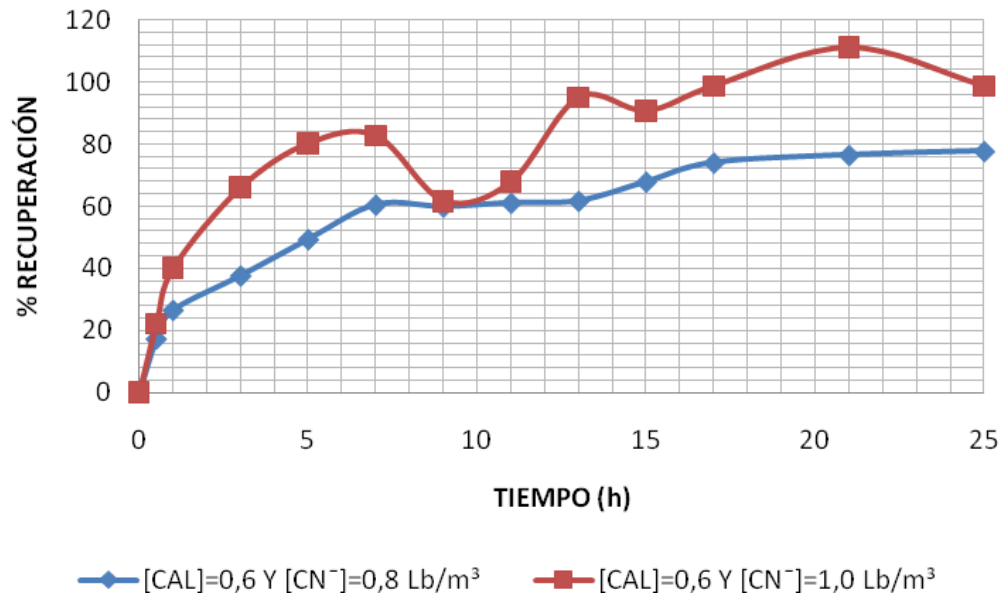


Fuente: El autor

En la Figura 23, se puede observar la comparación, en los porcentajes de recuperación con concentraciones de cianuro iguales a 0,8 y 1,0 lb/m<sup>3</sup>.

La concentración de cianuro que presentó el mayor porcentaje de recuperación de oro en la segunda etapa, fue 1,0 lb/m<sup>3</sup>.

Figura 23: Comparación porcentajes de recuperación, [Ca]=0,6 y [CN<sup>-</sup>]=0,8-1,0 lb/m<sup>3</sup>.



Fuente: El autor

## 7. CONCLUSIONES

Habiéndose efectuado el análisis de los resultados obtenidos, se puede concluir que:

1. Con los parámetros que se establecieron en las pruebas de agitación para la primera etapa, se puede afirmar, que la concentración de cianuro que presentó el mejor porcentaje de recuperación, fue  $1,7 \text{ lb/m}^3$ , con la cual se aumenta el porcentaje de recuperación en un 7% respecto al que se tiene actualmente, pero dicha concentración es más alta que la que se está manejando, aspecto que no contribuye en la disminución de reactivo, ni con el medio ambiente.
2. La concentración de cianuro que presentó el mejor porcentaje de recuperación en la segunda etapa, fue  $1,0 \text{ lb/m}^3$ , de igual forma que en la primera etapa los mejores resultados de lixiviación se obtuvieron con la concentración de cianuro más alta, pero aun esta concentración es baja comparada con la que se utiliza en la planta de beneficio de la empresa.
3. La concentración de cal adecuada para la realización de la lixiviación, en las dos etapas, es de  $0,6 \text{ lb/m}^3$ , debido a que no presenta mayor influencia en el porcentaje de recuperación, comparada con la concentración mayor; además altas concentraciones de cal pueden retardar la lixiviación del mineral, según la literatura.
4. El menor tiempo de cianuración, para el cual se obtuvo el mejor porcentaje de recuperación, según las pruebas realizadas, fue igual a quince horas, obteniéndose de esta forma el valor más alto en la recuperación de valores.

## 8. RECOMENDACIONES

- ✓ Se recomienda realizar pruebas en la planta de beneficio, adoptando como parámetros los resultados obtenidos en esta investigación, para observar a nivel industrial, la lixiviación con las nuevas condiciones.
- ✓ Se recomienda realizar investigaciones adicionales a este trabajo, en las cuales se modifiquen aspectos como la granulometría, con el fin de encontrar valores adecuados de  $d_{80}$ , para llevar a cabo la cianuración del mineral de la mina San Pablo, debido a que según lo recomendado en la caracterización del mineral, el tamaño para remolienda debe estar del orden de los 50  $\mu\text{m}$ , y el mineral trabajado en esta investigación presento un  $d_{80}$  igual a 137,1 $\mu\text{m}$ , sin embargo los porcentajes de recuperación llegaron hasta el 97%.

## BIBLIOGRAFIA

- [1].ALZATE ACEVEDO, CARLOS A. Procedimiento de Análisis de Oro en Muestras Sólidas y Líquidas. Versión 01. Laboratorio Mina San Pablo Gold Mine. Remedios – Antioquia 2009.
- [2].CACERES ARENAS, Germán. Hidrometalurgia y Electrometalurgia. [la red] <http://www.exalumnos.uda.cl/metalurgia/402/Hidrometalurgia/hidrometalurgia.pdf>.
- [3].CARBALLO MORANTE, Fernando. SANTOS SOBRAL, Luiz Gonzaga. GUERRERO BARRETO, Juan. RAMOS COBOS, Veronica. MONTALBÁN TOALA, Javier. [la red] [http://www.infoindustriaperu.com/articulos\\_pdf/mineria/metalurgia/010.pdf](http://www.infoindustriaperu.com/articulos_pdf/mineria/metalurgia/010.pdf).
- [4].DOMIC, ESTEBAN. Hidrometalurgia Fundamentos, Procesos y Aplicaciones. Santiago de Chile, 2001.
- [5].DURAN A, ANTONIO J. “Ensayes de Minerales de Oro y Plata”. Biblioteca Facultad de Minas. Universidad Nacional. Medellin.1936.
- [6].GUERRERO GUTIERREZ, HENRY M. Mejoramiento de los Procesos de Beneficio y Tratamiento de Minerales Auroargentíferos de la Zona Minera de San Martin de la Loba (Mina el Eje Sur de Bolívar). Tesis de Grado (Ing. Metalúrgico). Universidad Industrial de Santander. UIS. Escuela de Ingeniería Metalúrgica. Bucaramanga. 2008.
- [7].MENDOZA VILLABONA, OLGIER G. PEDRAZA ROSAS, JULIO E. Efecto del Catalizador Leachwell 60 X® y de los Iones  $Pb^{+2}$  y  $S^{-2}$  en el Proceso Electroquímico de la Cianuración del Oro en Minerales Sulfurados. Revista Facultad de Ingeniería Universidad de Antioquia, Julio, número 037. Universidad de Antioquia. Medellín, Colombia. 2006.
- [8].MOLANO M, JUAN C. LONDOÑO E, JORGE I. Estudio Mineralógico de Agregados Minerales de las minas San Pablo y San Miguel en Remedios Antioquia. Minerar. Bogotá. 2005.

- [9]. PEÑATE ZUÑIGA, YESID. Desarrollo de Correlaciones entre Mineralogía y Extracción de Oro en Minerales Auríferos Mediante Datos de Lixiviación Diagnostico. Postgrado en Ingeniería Metalúrgica. Universidad Industrial de Santander. UIS. Escuela de Ingeniería Metalúrgica. Bucaramanga. 2004.
- [10]. PIMIENTO RAMIREZ, JAIRO. Evaluación Metalúrgica de Minerales Auríferos Provenientes del Yacimiento Angostura (California - Santander). Tesis de Grado (Ing. Metalúrgico). Universidad Industrial de Santander. UIS. Escuela de Ingeniería Metalúrgica. Bucaramanga. 2008.
- [11]. VARGAS GALLARDO, JUAN. Metalurgia del Oro y la Plata. Segunda Edición. Lima Perú. 1995.

## **ANEXOS**

### **ANEXO A. PROCEDIMIENTO DE ANÁLISIS DE ORO EN MUESTRAS SÓLIDAS Y LÍQUIDAS <sup>[1]</sup>**

Estos procedimientos comprenden las etapas generales que durante décadas han sido empleadas en estos análisis, sin embargo, muchos detalles se han validado internamente y se enmarcan dentro de los requerimientos y necesidades del laboratorio San Pablo Gold Mine. Algunos de esos procedimientos o parámetros internos se han omitido en este documento.

#### **1. PROCEDIMIENTO PARA EL ANÁLISIS DE ORO EN MUESTRAS SÓLIDAS**

El procedimiento general para el análisis de valiosos en muestras sólidas comprende varias etapas como son: codificación, secado, trituración, pulverización, ensaye al fuego y ataque químico o separación de oro.

Dependiendo del origen de la muestra y del tipo de sólido, el secado y/o la disminución de tamaño pueden no ser requeridos.

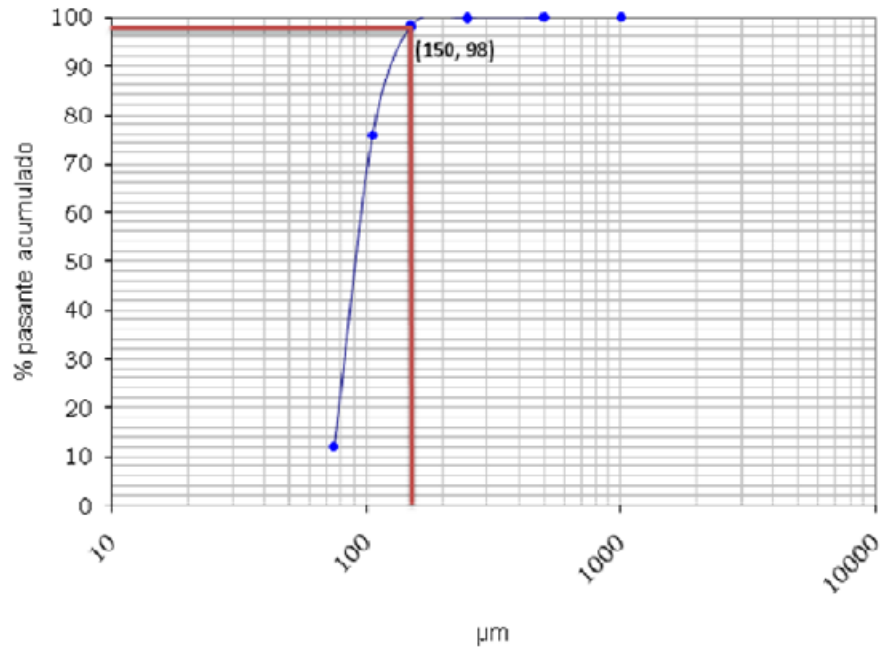
##### **1.1 CODIFICACIÓN, SECADO, TRITURACIÓN Y PULVERIZACIÓN**

El pre tratamiento de las muestras antes del ensaye al fuego es de suma importancia, porque de esta etapa depende la debida identificación del material y la adecuada representatividad de la muestra, además las condiciones de humedad y tamaño necesarias para el análisis.

Antes del análisis de muestras sólidas, estas se deben secar y pulverizar hasta un tamaño menor de 150  $\mu\text{m}$  (pasante malla 100 serie ASTM). Después de un análisis granulométrico a varias muestras, los datos promedio arrojaron un granulométrico cuyo gráfico semilogarítmico entre tamaño de abertura vs

porcentaje pasante acumulado, se observa en la figura 1. El 98 % del material pasa la abertura de 150  $\mu\text{m}$ , correspondiente a la malla 100.

Figura 1: Distribución granulométrica del producto del pulverizador.



Fuente: ALZATE ACEVEDO, CARLOS A. Procedimiento de Análisis de Oro en Muestras Sólidas y Líquidas. Versión 01. Laboratorio Mina San Pablo Gold Mine. Remedios – Antioquia 2009.

### 1.1.1 EQUIPOS E IMPLEMENTOS

Los equipos e implementos empleados en esta etapa se presentan en la tabla 1:

Tabla 1. Equipos e implementos empleados en la etapa 1.1.

<p><b>Horno de secado:</b>  Estufa a gas, 4 puestos.  Ancho: 65cm, alto: 65cm,  Profundidad: 60cm.</p>	
<p><b>Trituradora de quijas:</b>  20x10, motor  Siemens 5.6hp –1740 rpm</p>	
<p><b>Molino de discos:</b>  Pulverizador tipo Bico.  Tecnología Colombiana.  Diámetro disco 20cm.  Motor Siemens 4hp-2892rpm.</p>	
<p><b>Cuarteador:</b>  Cuarteador Humboldt.  Modelo H3990-1095 ASTM.</p>	

Fuente: ALZATE ACEVEDO, CARLOS A. Procedimiento de Análisis de Oro en Muestras Sólidas y Líquidas. Versión 01. Laboratorio Mina San Pablo Gold Mine. Remedios – Antioquia 2009.

### **1.1.2 PROCEDIMIENTO**

Cuando las muestras ingresan al laboratorio se les asigna un código interno de identificación y se registran con su nombre o descripción y la fecha de recepción. Las muestras secas pasan inmediatamente a trituración si tienen un tamaño mayor a ½ pulgada, de lo contrario entran directamente a pulverización. Las muestras húmedas pasan al horno de gas, donde son secadas durante una hora sobre bandejas de acero inoxidable. Cuando las muestras vienen en cantidades superiores a 5 kg, se exponen al aire libre si las condiciones climáticas lo permiten.

Todas las muestras trituradas son cuarteadas hasta obtener 300 g, los cuales son pulverizados en su totalidad, el material restante de este primer cuarteo se elimina. Después del pulverizado, se cuartea nuevamente para obtener aproximadamente 150 g para análisis y otros 100 g para almacenar como testigo. Las muestras pulverizadas se depositan en bolsas plásticas marcadas con el respectivo código.







## **1.2 ENSAYE AL FUEGO**


El objetivo primordial de este análisis, es determinar el oro y la plata presente en sus minerales, colectándolos cuantitativamente en un exceso de plomo llamado “regulu”. Posteriormente, el plomo es eliminado por descomposición térmica bajo atmósfera oxidante, produciendo un botón conformado principalmente de oro y plata, denominado doré.

### **1.2.1 EQUIPOS E IMPLEMENTOS**

Los equipos e implementos empleados para este análisis se presentan en la tabla 2.

**Tabla 2:** Equipos e implementos.

<p><b>Horno de fundición:</b>  Horno eléctrico:  Modelo D8-2042. Terrígeno.  Temperatura máx.: 1150°C  Medidas interiores: ancho: 45cm,  alto: 20cm, profundidad: 35cm.</p>	
<p><b>Horno de copelación:</b>  Horno eléctrico modelo D8-2042, Terrígeno.  Temperatura máx.: 1150°C  Medidas interiores: ancho: 20cm,  alto: 17cm, profundidad: 26cm.</p>	
<p><b>Balanza:</b>  Electronic Pocket Scale,  Diamond. Max: 500g, d=0.1g.</p>	
<p><b>Crisoles refractarios:</b>  Altura: 11 cm.  Diámetro interno superior: 7 cm.  Diámetro interno base: 3.5 cm.  Espesor: 0.6 cm.</p>	
<p><b>Palloneras:</b>  Palloneras Legend.  Fundición en hierro con  Moldeado cónico. 4x3 depresiones.</p>	
<p><b>Copelas:</b>  Material: 100% en cemento,  o 66.66%, de cemento y</p>	

33.33 % de material refractario. Altura: 3.5cm, diámetro externo: 4cm.	
<p align="center"><b>Porta copelas:</b></p> <p align="center">Porta copelas Legend.</p> <p align="center">Fundición en hierro con</p> <p align="center">Moldeado circular. 4x4 depresiones</p>	

Fuente: ALZATE ACEVEDO, CARLOS A. Procedimiento de Análisis de Oro en Muestras Sólidas y Líquidas. Versión 01. Laboratorio Mina San Pablo Gold Mine. Remedios – Antioquia 2009.

### 1.2.2. REACTIVOS

Las sustancias utilizadas para llevar a cabo la fundición de las muestras son:

- Fundente o flux
- Nitrato de Potasio
- Plata Elemental
- Harina de Trigo

El fundente empleado es una mezcla constituida principalmente de Litargirio (PbO), bicarbonato de sodio (NaHCO<sub>3</sub>) y Borato de sodio (Na<sub>2</sub>B<sub>4</sub>O<sub>7</sub>). El Nitrato de Potasio (KNO<sub>3</sub>) y la harina de trigo se utilizan dependiendo del carácter reductor de la muestra.

Los componentes y las relaciones del fundente dependen mucho del carácter químico del mineral, pero en la práctica no sería posible averiguar la composición química de cada muestra, es por esta razón que se debe aprender a clasificar cualitativamente las características del material, lo que se resume a identificar las muestras sulfurosas de las no sulfurosas.

Con respecto a lo anterior se tiene una gran ventaja en el sentido de que el mineral de la mina y en general de la zona, no varía mucho respecto a su

composición, la cual es de carácter ácido, es decir, entre un 90 y 97% de ganga cuarzosa y un 3 a 10% de material sulfuroso, lo anterior se aplica para las muestras de mina y las muestras de planta denominadas cabezas de molino y colas de flotación. Este tipo de minerales se descomponen fácilmente en la fundición por que no tienen un alto contenido de sulfuros. A este tipo de muestras no se les agrega Nitrato dentro de fundente, pero si harina de trigo la cual actúa como el componente reductor del Plomo aportado por el litargirio. Por el contrario las muestras de planta provenientes de los procesos de concentración y colas de cianuración, tienen altos contenidos de sulfuros, por lo que es necesario agregar al fundente, un agente desulfurador, en este caso es Nitrato de Potasio, el cual ayuda a oxidar los sulfuros metálicos para posteriormente ser disueltos en las escorias en forma de boratos y/o silicatos. Claro está, que a estas muestras también se les agrega algo de harina de trigo para asegurar la formación del regulu o botón de plomo, si se da el caso de la oxidación completa de los sulfuros. Para saber cuánta harina o nitro debemos agregar, es necesario hallar el poder reductor de las muestras. A continuación se describe la metodología:

En este caso el poder reductor de una muestra se define como la cantidad de plomo proveniente del litargirio que es reducido por una determinada cantidad de mineral. Los sulfuros son los agentes reductores del mineral, por tanto un material con altos contenidos de sulfuros reduciría altas cantidades de plomo y viceversa. Por lo cual, es de esperarse que el material proveniente de la cabeza de molino y colas de flotación, tenga un poder reductor mucho más bajo que las muestras de concentrado.

Según la experiencia, un regulu o botón de plomo debe tener unos 25 g de peso para ser un buen colector de valiosos. Un regulu por debajo de 20 g puede ser un deficiente colector y un botón por encima de 30 g demora el proceso de copelación, por tanto 25 gramos será la base de cálculo. El procedimiento consiste en tomar 120 g de fundente libre de harina de trigo y nitrato de potasio y fundir

varias muestras de cabeza de molino y concentrado, luego se pesa el regulo formado en cada caso y se halla el poder reductor (P.R = peso regulo/peso muestra), en la tabla 3 siguiente, se resumen los resultados:

**Tabla 3.** Cálculo del poder reductor

	Muestras de cabeza de molino			Muestras de concentrado		
	Muestra 1	Muestra 2	Muestra 3	Muestra 1	Muestra 2	Muestra 3
Cantidad (g)	30,0	30	30	5,0	5,0	5,0
Regulo (g)	3,2	2,8	3	17,0	16,9	17
PR	0,11	0,09	0,10	3,4	3,4	3,4

Fuente: ALZATE ACEVEDO, CARLOS A. Procedimiento de Análisis de Oro en Muestras Sólidas y Líquidas. Versión 01. Laboratorio Mina San Pablo Gold Mine. Remedios – Antioquia 2009.

PR: Poder reductor.

El poder reductor de las cabezas de molino es del orden de 0.1 g Pb/ g muestra, y el poder reductor del concentrado es de 3.4 g Pb/g muestra.

El poder reductor de la harina empleada es de 9 g Pb/g harina y el poder oxidante del Nitrato de potasio es de 4 g Pb/g nitro, con todos los datos anteriores se hallan las cantidades de harina y nitro que se deben agregar a los fundentes para obtener regulus alrededor de 25 g.

Si a partir de 30 g de cabezas de molino o muestras de mina se quiere obtener un regulu de 25 g aproximadamente, entonces se debe agregar al fundente, la siguiente cantidad de harina:

$$\mathbf{g\ Harina} = [25 - (0.1\ \text{g Pb/g muestra}) \cdot (30\ \text{g muestra})] / (9\ \text{g Pb/g muestra}) = 2.4$$

Si a partir de 15 g de concentrado se quiere obtener un regulu de 25 g entonces se debe agregar al fundente la siguiente cantidad de Nitro:

$$\mathbf{g\ Nitro} = [(3.4\ \text{g Pb/g muestra}) \cdot (15\ \text{g muestra}) - 25] / (4\ \text{g Pb/g nitro}) = 6.5$$

La experiencia del operario hace que los valores anteriores no se conviertan en una camisa de fuerza, ya que pueden variar alrededor de un intervalo dependiendo de las características cualitativas de la muestra.

## **1.2.2 PROCEDIMIENTO DE FUNDICIÓN**

Se organizan y enumeran los crisoles de fundición de acuerdo al número de muestras y al código de cada una y se depositan en ellos 120 g de fundente, entre 10 y 30 mg de Plata y el respectivo material (Ver figura 2), el cual debe tener un tamaño por debajo de la malla 100. Si el sólido es de alimento de molino, colas de flotación o material de mina, la cantidad de muestra para analizar es de 30 g, si el mineral es concentrado de planta, sólido de agitación o espesador se funden 15 g. El fundente y el mineral se mezclan cuidadosamente dentro del crisol hasta obtener un polvo homogéneo. Cuando las muestras son sulfurosas (oscuras) se adiciona entre 6 y 8 g de nitrato de potasio (muestras de concentrado). Si las muestras no son sulfurosas se adicionan entre 2 y 3 g de harina de trigo.

Figura 2. Crisoles con cargas listas para ingresar a fundición.



Fuente: ALZATE ACEVEDO, CARLOS A. Procedimiento de Análisis de Oro en Muestras Sólidas y Líquidas. Versión 01. Laboratorio Mina San Pablo Gold Mine. Remedios – Antioquia 2009.

Con el horno de fundición previamente calentado a 1000°C se introducen los crisoles con las muestras en un orden preestablecido y registrado en un mapa de colocación (Ver figura 3). El tiempo de fundición es de 1.5 horas aproximadamente.

Figura 3. Crisoles en fundición.



Fuente: ALZATE ACEVEDO, CARLOS A. Procedimiento de Análisis de Oro en Muestras Sólidas y Líquidas. Versión 01. Laboratorio Mina San Pablo Gold Mine. Remedios – Antioquia 2009.

Al terminar la fundición, los crisoles son retirados del horno y el material fundido es vaciado en las palloneras como se presenta en la figura 4, teniendo en cuenta el orden registrado.

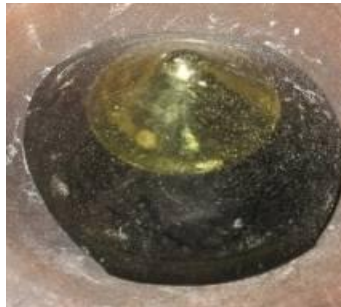
Figura 4. Vaciado del material fundido a las palloneras.



Fuente: ALZATE ACEVEDO, CARLOS A. Procedimiento de Análisis de Oro en Muestras Sólidas y Líquidas. Versión 01. Laboratorio Mina San Pablo Gold Mine. Remedios – Antioquia 2009.

Después de 15 minutos al fundido solidificado (ver figura 5) se le extrae el regulu, el cual se limpia y se martilla para moldearlo al tamaño requerido en la copela.

Figura 5. Regulu y escoria sin separar.



Fuente: ALZATE ACEVEDO, CARLOS A. Procedimiento de Análisis de Oro en Muestras Sólidas y Líquidas. Versión 01. Laboratorio Mina San Pablo Gold Mine. Remedios – Antioquia 2009.

Los regulus se organizan según el orden correspondiente antes de depositarlos en las copelas (ver figura 6).

Figura 6. Regulus listos para ingresar al horno de copelación.



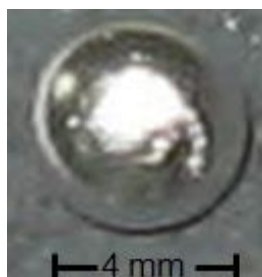
Fuente: ALZATE ACEVEDO, CARLOS A. Procedimiento de Análisis de Oro en Muestras Sólidas y Líquidas. Versión 01. Laboratorio Mina San Pablo Gold Mine. Remedios – Antioquia 2009.

### 1.2.3 PROCEDIMIENTO DE COPELACIÓN

Para la copelación, las copelas se precalientan a 800°C un tiempo mínimo de 30 minutos. Los regulus se disponen dentro del horno sobre las copelas, de acuerdo al mapa de colocación preestablecido. La copelación se lleva a cabo con la puerta del horno entre-abierta para garantizar una atmósfera oxidante, en un intervalo de temperatura de 800 a 850°C. Dependiendo del tamaño del regulu, este proceso puede durar entre 20 y 45 min. Al cabo de este tiempo, se retiran las copelas con los doré (Ver figura 7) y se disponen sobre el porta copelas en el orden correspondiente.

Después, cada botón se introduce en un crisol de porcelana marcado con el código respectivo y se trasladan al cuarto de ataque químico donde el oro y la plata son separados.

Figura 7. Liga de valiosos denominada doré.



Fuente: ALZATE ACEVEDO, CARLOS A. Procedimiento de Análisis de Oro en Muestras Sólidas y Líquidas. Versión 01. Laboratorio Mina San Pablo Gold Mine. Remedios – Antioquia 2009.

### 1.3 ATAQUE QUÍMICO DE LAS LIGAS ORO/PLATA

El objetivo principal en esta etapa del análisis es separar el oro y la plata producto de la copelación (doré), por medio de una reacción química entre la plata y un agente oxidante.

#### 1.3.1 EQUIPOS E IMPLEMENTOS

Los equipos e implementos empleados en el laboratorio para el ataque químico se presentan en la tabla

**Tabla 4:** Equipos e implementos

<p><b>Microbalanza:</b></p> <p>Microbalanza Cahn, Series 30, C-31. Rangos: A1: max. 25mg, d=0.1µg; A2: max. 250mg, d=1µg; B: max. 1250mg, d=10µg.</p>	 A photograph of a Cahn Series 30, C-31 microbalance. It is a black and white device with a digital display showing '0.0013' and a weighing pan on top.
<p><b>Crisol de porcelana:</b></p> <p>Altura: 3 cm. Diámetro superior: 3.3 cm</p>	 A photograph of a white, shallow, wide-mouthed porcelain crucible.

Fuente: ALZATE ACEVEDO, CARLOS A. Procedimiento de Análisis de Oro en Muestras Sólidas y Líquidas. Versión 01. Laboratorio Mina San Pablo Gold Mine. Remedios – Antioquia 2009.

### 1.3.2 REACTIVOS

Las sustancias utilizadas para llevar a cabo el ataque químico de las muestras son:

- Ácido nítrico al 50% v/v
- Ácido nítrico al 10% v/v
- Agua destilada

### 1.3.2 PROCEDIMIENTO

Después de la copelación, los doré entran al cuarto de ataque dentro de sus respectivos crisoles de porcelana, debidamente codificados, a estos se les agrega ácido nítrico al 10% hasta ocupar por lo menos la mitad del volumen del crisol y se colocan a hervir durante 5 minutos (ver figura 8), después, se les retira el líquido cuidadosamente, evitando la pérdida de material y se agrega nuevamente ácido nítrico al 10% y se repite el procedimiento anterior, luego se hace un ataque final con ácido nítrico al 50% v/v y se lava la muestra con agua destilada, por último, los crisoles con el oro se secan en la parrilla, durante 5 minutos.

Figura 8. Reacción entre la plata presente en el doré y el ácido nítrico.



Fuente: ALZATE ACEVEDO, CARLOS A. Procedimiento de Análisis de Oro en Muestras Sólidas y Líquidas. Versión 01. Laboratorio Mina San Pablo Gold Mine. Remedios – Antioquia 2009.

Después de que el crisol con el oro retoman la temperatura ambiente, las muestras están listas para el pesaje. Un ejemplo del oro obtenido después del ataque químico, se presenta en la figura 9.

El procedimiento anterior, se hace por duplicado o triplicado dependiendo de la repetitividad del resultado.

Figura 9. Oro obtenido después de la eliminación de la plata.



Fuente: ALZATE ACEVEDO, CARLOS A. Procedimiento de Análisis de Oro en Muestras Sólidas y Líquidas. Versión 01. Laboratorio Mina San Pablo Gold Mine. Remedios – Antioquia 2009.

## **CÁLCULO:**

Tenor de Au [mg/t] = peso de Au [mg]\*1000/peso muestra original [g].

**NOTA:** Para conocer el contenido de plata en la muestra, es necesario pesar el doré y tener en cuenta la plata adicional incuartaada en la fundición.

## **2. PROCEDIMIENTO PARA EL ANÁLISIS DE ORO EN MUESTRAS LÍQUIDAS**

El procedimiento general para el análisis de valiosos en muestras líquidas, es basado en el método Chiddy y comprende básicamente tres etapas: elaboración de esponja, copelación, ataque y determinación de oro. De igual forma se cuenta con otro procedimiento denominado método del litargirio.

### **2.1 ELABORACIÓN DE ESPONJA**

El objetivo en esta etapa es obtener de las muestras líquidas un precipitado de oro, plata, zinc y plomo llamado esponja, por medio de calor y de la adición sistemática de reactivos químicos.

#### **2.1.1 EQUIPOS E IMPLEMENTOS**

Los equipos e implementos empleados son:

- Parrilla eléctrica
- Beaker de 1L
- Agitador
- Embudo

- Papel filtro
- Papel celofán

### **2.1.2 REACTIVOS**

Las sustancias utilizadas en este análisis son:

- Solución de acetato de plomo al 30%p/v
- Zinc en polvo
- Ácido clorhídrico concentrado
- Plata elemental
- Agua destilada

### **2.1.3 PROCEDIMIENTO**

Si la muestra líquida denota una alta turbiedad, se debe filtra antes de dar inicio al proceso. Se deposita en el beaker 250 ml de la solución, la cual debe estar debidamente identificada y codificada, se le adiciona 20 ml de la solución de acetato de plomo y se calienta hasta cerca de ebullición (90-95°C), durante el calentamiento se le agrega Zinc en polvo lentamente hasta completar 1g, agitando vigorosamente. Es importante no dejar hervir la solución. Después se adiciona 60 ml de ácido clorhídrico concentrado y 1g más de Zinc, posteriormente, se puede identificar la esponja como un sólido plastiforme que flota en la solución. Luego, se separa el residuo líquido de la esponja y se compacta para darle un volumen adecuado (ver figura 10), después se le agregan entre 10 y 30 mg de Plata y se recubre con papel celofán para evitar la posible pérdida de material y facilitar su manipulación. La copelación de la esponja y el ataque del doré, se hacen de acuerdo a los procedimientos 1.2.4 y 1.3.

Figura 10. Mezcla de Plomo, Zinc y valiosos, denominada esponja.



Fuente: ALZATE ACEVEDO, CARLOS A. Procedimiento de Análisis de Oro en Muestras Sólidas y Líquidas. Versión 01. Laboratorio Mina San Pablo Gold Mine. Remedios – Antioquia 2009.

El procedimiento anterior, se hace por duplicado o triplicado dependiendo de la repetitividad del resultado.

**CÁLCULO:** Tenor de Au [ $\text{g}/\text{m}^3$ ] = (peso de Au [mg])\*4

## 2.2 MÉTODO DEL LITAGIRIO:

Este método es rara vez utilizado en el laboratorio de la mina San Pablo, debido a que demanda más tiempo para su realización, y para nuestro caso los resultados de los análisis se deben entregar con la mayor brevedad posible, pero de igual forma, el procedimiento es confiable y sirve para homologar el método de la esponja.

Se toman de 100 a 500 ml, de solución, y se le agregan 50 g de litargirio, esta mezcla se pone a evaporar en un beaker hasta sequedad completa.

El residuo del litargirio que naturalmente tiene también todos los valiosos de la solución, se aplica los procedimientos 1.2.3, 1.2.4, 1.3.3.

## ANEXO B. CÁLCULOS

Base de cálculo =  $1 \text{ m}^3$

Parámetros:

$$\rho \text{ pulpa} = 1200 \text{ kg/m}^3$$

$$\rho \text{ solido} = 2730 \text{ kg/m}^3$$

$$V \text{ pulpa} = V \text{ sólido} + V \text{ líquido}$$

$$1 = V \text{ solido} + V \text{ liquido} \rightarrow V \text{ liquido} = 1 - V \text{ solido}; \mathbf{1}$$

$$\rho \text{ pulpa} = M \text{ pulpa} / V \text{ pulpa}; V \text{ pulpa} = 1 \text{ m}^3 \rightarrow \rho \text{ pulpa} = M \text{ pulpa}$$

$$\rho \text{ pulpa} = M \text{ pulpa} = M \text{ solido} + M \text{ liquido}$$

$$\rho \text{ pulpa} = (V \text{ solido} \rho \text{ solido}) + (V \text{ liquido} \rho \text{ liquido}); \mathbf{2}$$

$$\text{Si } \rho \text{ liquido} = 1 \text{ kg/m}^3; \mathbf{3}$$

$$\mathbf{1} \text{ y } \mathbf{3} \text{ en } \mathbf{2} \rightarrow \rho \text{ pulpa} = (V \text{ solido} \rho \text{ solido}) + 1 - V \text{ solido}$$

$$\rho \text{ pulpa} = V \text{ solido} (\rho \text{ solido} - 1) + 1$$

$$\rho \text{ pulpa} - 1 = V \text{ solido} (\rho \text{ solido} - 1)$$

$$V \text{ solido} = (\rho \text{ pulpa} - 1) / (\rho \text{ solido} - 1)$$

$$V \text{ solido} = (1200 \text{ kg/m}^3 - 1000) / (2730 \text{ kg/m}^3 - 1000)$$

$$\underline{V \text{ solido} = 0,1156 \text{ m}^3}$$

$$M \text{ solido} = \rho \text{ solido} * V \text{ solido}$$

$$M \text{ solido} = (2730 \text{ kg/m}^3) * (0,1156 \text{ m}^3)$$

$$\underline{M \text{ solido} = 315,6 \text{ kg}}$$

$$\% \text{ Sólidos} = (M \text{ solido}) / (M \text{ pulpa}) * 100$$

$$\% \text{ Sólidos} = (315,6 \text{ kg}) / (1200 \text{ kg}) * 100$$

$$\underline{\% \text{ Sólidos} = 26.3 \%}$$

El resultado obtenido con los cálculos realizados, se comparó con el % de sólidos mostrado por la balanza Marcy mostrada en la Figura 1, en la cual para una densidad de pulpa igual a  $1200 \text{ kg/m}^3$ , y una densidad de sólido igual a  $2730 \text{ kg/m}^3$ , arroja un porcentaje de sólidos igual a 27%.

Figura 1: Balanza Marcy



Fuente: El autor