

*Universidad Nacional*  
*"José Faustino Sánchez Carrión"*



**“Facultad de Ingeniería Química y Metalúrgica”**  
**Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica**

**TRATAMIENTO POR FLOTACIÓN Y CIANURACIÓN DE  
MINERALES AURÍFEROS CON PRESENCIA DE PIRITA PARA LA  
CONCENTRACIÓN Y EXTRACCIÓN DE ORO Y PLATA A NIVEL  
EXPERIMENTAL**

**“TESIS”**  
**PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO  
METALÚRGICO**

Autor:

**GAVINO JIMÉNEZ PAOLO JESÚS**

Asesor:

**Ing. NARVASTA TORRES ISRAEL**

**C.I.P. N° 146766**

**Huacho - Perú**

**2018**

## **DEDICATORIA**

Dedico este trabajo principalmente a Dios, por haberme dado la vida y permitirme el haber llegado hasta este momento tan importante de mi formación profesional. A mi madre, por ser el pilar más importante y por demostrarme siempre su cariño y apoyo incondicional. A mi padre, que siempre ha sido una persona a seguir, en toda mi vida.

## **AGRADECIMIENTO**

Agradecemos a Dios por bendecirnos la vida, por guiarnos a lo largo de nuestra existencia, ser el apoyo y fortaleza en aquellos momentos de dificultad y de debilidad.

## **PENSAMIENTO**

“De todos los animales de la creación el hombre es el único que bebe sin tener sed, come sin tener hambre y habla sin tener nada que decir”

John Steinbeck

## ÍNDICE

Caratula .....	i
DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMIENTO.....	iii
PENSAMIENTO.....	iv
ÍNDICE .....	v
ÍNDICE DE TABLA.....	ix
ÍNDICE DE FIGURA .....	x
ÍNDICE DE ANEXO .....	xi
GLOSARIO DE ABREVIATURA.....	xii
RESUMEN.....	xiii
ABSTRACT .....	xiv
INTRODUCCIÓN .....	xv
CAPITULO I.....	16
PLANTEAMIENTO DE PROBLEMA .....	16
1.1. Descripción de la realidad problemática. ....	16
1.2. Formulación del problema. ....	16
1.2.1. Problema general.....	16
1.2.2. Problema.....	17
1.3. Objetivos. ....	17
1.3.1. Objetivos .....	17

1.3.2.	Objetivos .....	17
1.4.	Justificación de la investigación.....	17
1.5.	Delimitación del estudio.....	18
1.5.1.	Delimitación .....	18
1.5.2.	Delimitación .....	18
1.5.3.	Delimitación .....	18
1.6.	Viabilidad del estudio.....	18
CAPITULO II .....		19
MARCO TEORICOS .....		19
2.2.	Antecedentes de la investigación. ....	19
2.1.1.	Antecedentes nacionales.....	19
2.1.2.	Antecedentes internacionales. ....	22
2.1.3.	Otras investigaciones.....	26
2.2.	Flotación y cianuración. ....	28
2.2.1.	Flotación.....	28
2.2.1.1.	Variables del proceso de flotación.....	29
2.2.1.2.	Reactivos de flotación.....	30
2.2.1.3.	Clasificación de los reactivos de flotación.....	31
2.2.2.	Cianuración. ....	34
2.2.2.1.	Factores que influyen en la cianuración de minerales de oro. ....	35
CAPITULO III .....		40
METODOLOGÍA .....		40

3.1.	Diseño metodológico.....	40
3.1.1.	Tipo de Investigación. ....	40
3.1.2.	Nivel de Investigación.....	40
3.1.3.	Diseño de la Investigación. ....	40
3.1.4.	Enfoque de la Investigación. ....	41
3.2.	Población y muestra. ....	41
3.2.1.	Población.....	41
3.2.2.	Muestra.....	41
3.2.3.	Tamaño de Muestra. ....	41
3.3.	Operacionalización de variables.....	42
3.4.	Técnica e instrumento de recolección de datos. ....	43
3.4.1.	Técnicas a emplear. ....	43
3.4.2.	Descripción de los instrumentos. ....	43
3.5.	Técnica para el procesamiento de la Información.....	44
CAPITULO IV .....		45
RESULTADOS .....		45
4.1.	Condiciones de trabajo experimental. ....	45
4.1.1.	Condiciones de flotación.....	45
4.1.2.	Condiciones de cianuración sin remolienda.....	45
4.1.3.	Condiciones de cianuración con remolienda.....	46
4.2.	Resultados .....	47
4.2.1.	Flotación.....	47

4.2.2.	Cianuración sin remolienda.....	49
4.2.3.	Cianuración con remolienda.....	50
4.2.4.	Diferencia en la recuperación por cianuración de oro y plata.....	52
CAPITULO V .....		55
DISCUSIÓN CONCLUSIÓN Y RECOMENDACIÓN .....		55
5.1.	Discusión.....	55
5.2.	Conclusión.....	56
5.3.	Recomendación.....	58
BIBLIOGRAFÍA.....		59



## ÍNDICE DE TABLA

Tabla 1 Operaciones de las variables de estudio.....	42
Tabla 2 Condiciones específicos en la molienda y flotación .....	45
Tabla 3 Resultados de las pruebas de flotación de oro y plata.....	47
Tabla 4 Balance metalúrgicos de pruebas batch .....	48
Tabla 5 Balance metalúrgico de prueba cíclica con modelo matemático .....	48
Tabla 6 Recuperación de oro y plata por cianuración sin remolienda .....	49
Tabla 7 Resultados de la prueba de cianuración sin remolienda cabeza residuo extracción y consumo .....	50
Tabla 8 Cianuración de oro y plata con remolienda.....	51
Tabla 9 Resultados de la prueba de cianuración sin remolienda cabeza residuo extracción y consumo .....	52
Tabla 10 Diferencia de recuperación Au sin remolienda y con remolienda .....	52
Tabla 11 Diferencia de recuperación Ag sin remolienda y con remolienda .....	53

## ÍNDICE DE FIGURA

Figura 1 Variables del proceso de flotación .....	29
Figura 2 Clasificación de los reactivos de flotación.....	31
Figura 3 Cianuración de oro y plata sin remolienda .....	50
Figura 4 Cianuración de oro y plata con remolienda .....	51
Figura 5 Diferencia de la recuperación de Au sin remolienda y con remolienda .....	53
Figura 6 Diferencia de la recuperación de Ag sin remolienda y con remolienda .....	54

## ÍNDICE DE ANEXO

Anexo 1 Matriz de consistencia general.....	62
Anexo 2 Matriz de consistencia específico. ....	63
Anexo 3 Pruebas de flotación.....	64
Anexo 4 Simulación cíclico de las pruebas de flotación.....	64
Anexo 5 Extracción de oro y plata sin remolienda .....	65
Anexo 6 Cianuración de oro y plata con remolienda .....	67

**GLOSARIO DE ABREVIATURA**

<b>%</b>	: Porcentaje
<b>&amp;</b>	: i
<b>µm</b>	: Micras
<b>D80</b>	: Ochenta por ciento pasante a una determinada malla
<b>g/cm<sup>3</sup></b>	: Gramos por centímetros cúbicos
<b>g/l</b>	: Gramos por litro
<b>g/TC</b>	: Gramos por toneladas cortas
<b>g/TM</b>	: Gramos por toneladas métricas
<b>kg/t</b>	: Kilogramos por tonelada
<b>kg/TM</b>	: Kilogramos por toneladas métricas
<b>Mg/l</b>	: Miligramos por litro
<b>min</b>	: Minutos
<b>N°</b>	: Números
<b>págs</b>	: Paginas
<b>pás</b>	: Pagina
<b>pH</b>	: Potencial de hidrogeno
<b>ppm</b>	: Parte por millón
<b>Recup</b>	: Recuperación
<b>rpm</b>	: Revoluciones por minutos
<b>SAC</b>	: Sociedad anónima cerrada
<b>TIR</b>	: Tasa de retorno de interés
<b>VAN</b>	: Valor neto actual

## RESUMEN

En el presente trabajo de investigación tiene por objetivo, evaluar el tratamiento por flotación y cianuración de minerales auríferos con presencia de pirita, para la concentración y extracción de oro y plata a nivel experimental, es una investigación experimental aplicada predictiva cuantitativo, el mineral usado es un mineral sulfurado, se usaron 20 kilos de mineral en la flotación mediante pruebas cíclicas, mientras que en la cianuración se uso 500 gramos de concentrados para cada prueba. El mineral a tratar tiene una ley de cabeza de 4.3 g/TM de oro y 230 g/TM de plata, la granulometría fue 84% pasante a malla 200 en la molienda a un pH de 7.8 con ello se obtuvo un concentrado de 41.60 g Au/TM y 1661 g Ag/TM, una recuperación de 87.43% de oro y 68.23% de plata.

En el proceso de cianuración el pH fue en un rango de 10.5 – 11, con un tiempo de 36 horas, a una densidad de 1350 g/l, la extracción en las pruebas sin remolienda la granulometría es de 93.66% pasante a malla 200 y la recuperación es de 82.44% de oro y 63.26% de plata, mientras que para la prueba con remolienda la granulometría es 91.16% pasante a la malla 325, temiendo una recuperación de 85.23% de oro y 64.75% para la plata, con mínimo incremento en la recuperación entre sin remolienda con la remolienda. El consumo de cianuro es 5.975 kg/TM y la cal de 2.005 kg/TM para sin remolienda y de 5.922 kg/TM de consumo de cianuro y 2.213 kg/TM de cal.

**Palabra clave:** Flotación y cianuración de oro, concentración y cianuración, lixiviación, Flotación y extracción de oro.

## ABSTRACT

In this research work aims to evaluate the treatment by flotation and cyanidation of gold minerals with the presence of pyrite, for the concentration and extraction of gold and silver at experimental level, is a quantitative predictive applied experimental research, the mineral used is a sulphide mineral, 20 kilos of ore were used in the flotation through cyclic tests, while in the cyanidation 500 grams of concentrates were used for each test. The mineral to be treated has a head grade of 4.3 g / MT of gold and 230 g / MT of silver, the granulometry was 84% through to 200 mesh in the mill at a pH of 7.8, thereby obtaining a concentrate of 41.60 g Au / TM and 1661 g Ag / TM, a recovery of 87.43% gold and 68.23% silver.

In the cyanidation process the pH was in a range of 10.4 - 11, with a time of 36 hours, at a density of 1350 g / l, the extraction in the tests without regrind the granulometry is 93.66% through 200 mesh and the recovery is 82.44% gold and 63.26% silver, while for the test with regrind the granulometry is 91.16% through to the 325 mesh, fearing a recovery of 85.23% gold and 64.75% for silver, with minimal increase in the recovery between no regrind with the regrind. The consumption of cyanide is 5,975 kg / MT and the lime of 2,005 kg / MT for no regrind and 5,922 kg / MT of cyanide consumption and 2,213 kg / MT of lime.

**Key words:** Gold flotation and cyanidation, concentration and cyanidation, leaching, flotation and gold extraction.

## INTRODUCCIÓN

En el presente trabajo es necesario realizar la investigación por que los minerales que contienen oro y plata son minerales sulfurados, refractarios y están encapsulados, además estos minerales contienen elementos que consumo cianuro por lo que es necesario realizar una liberación adecuado de los minerales y realizar una pre concentración por flotación y su posterior liberación y su extracción por cianuración para así tener una adecuada recuperación del oro y plata. De esa manera se minimiza desecha el cianuro a si al medio ambiente. Por lo que es necesario realizado un adecuado tratamiento por flotación y cianuración de minerales auríferos con presencia de pirita, nos permitirá la concentración y extracción de oro y plata a nivel experimental.

fundamentándose que, la recuperación de oro desde un mineral sulfurado está relacionada a como obtener la máxima recuperación de oro con un capital mínimo de inversión y al mismo tiempo obtener el ingreso neto más alto.

Desde su invención a lo largo de los años, después de la introducción del proceso de cianuración para la disolución de oro, la practica usual fue moler todo el mineral con poco o ninguna concentración antes de la cianuración. Y con el advenimiento de la flotación y el hecho de que el oro puede estar libre o finamente diseminado en pirita, arsenopirita, etc., podría ser flotado, muchas posibilidades aparecieron para el tratamiento y la concentración de minerales de oro.

Por consiguiente, los minerales de la zona de estudio para su máximo aprovechamiento es necesario realizar los estudios para predeterminar los mecanismos y los parámetros de operación que nos permita obtener una recuperación adecuado y minimizar desechar los reactivos que se usa en la extracción a si lo relaveras y tener menor impacto ecológico.

## CAPITULO I

### PLANTEAMIENTO DE PROBLEMA

#### 1.1. Descripción de la realidad problemática .

Las actividades de todo proyecto están basadas en los estudios del comportamiento de los minerales por ello es necesario realizar en primer lugar las pruebas a nivel de laboratorio, para ver cuál de los procesos es más conveniente aplicar a nivel industrial por ello es necesario que la empresa Brexia Goldplata Perú S A C en su proyecto Suyckutambo realizar todos estos estudios con la finalidad de buscar los parámetros de operaciones como es el tiempo, liberación, dosificación de reactivos, consumo, proceso, etc. Con ello se tendrá los datos necesarios para el diseño del proceso industrial que nos permita una recuperación de los valores necesarios requeridos.

Por ello se busca y se plantea el problema en busca de las respuestas para la extracción del oro y plata, planteándose el problema como se describe en el problema general, para el presente estudio.

#### 1.2. Formulación del problema.

##### 1.2.1. Problema general.

¿Será posible el tratamiento por flotación y cianuración de minerales auríferos con presencia de pirita, para la concentración y extracción de oro y plata a nivel experimental?



### 1.2.2. **Problema específico.**

¿En qué medida el tiempo influirá en una pre concentración de minerales con presencia de pirita y cianuración, en la recuperación de oro y plata optima a nivel experimental?

¿En qué medida el tiempo influirá en una pre concentración de minerales con presencia de pirita con una remolienda y cianuración, en la recuperación de oro y plata optima a nivel experimental?

### 1.3. **Objetivos.**

#### 1.3.1. **Objetivos Generales.**

Evaluar el tratamiento por flotación y cianuración de minerales auríferos con presencia de pirita, para la concentración y extracción de oro y plata a nivel experimental.

#### 1.3.2. **Objetivos Específicos.**

Evaluar el tiempo que influirá en una pre concentración de minerales con presencia de pirita y cianuración, en la recuperación de oro y plata optima a nivel experimental.

Evaluar en qué medida el tiempo influirá en una pre concentración de minerales con presencia de pirita con una remolienda y cianuración, en la recuperación de oro y plata optima a nivel experimental.

### 1.4. **Justificación de la investigación .**

Al llevar a cabo esta investigación se podrá entender que el tratamiento por flotación y cianuración de minerales auríferos con presencia de pirita para la concentración y extracción de oro y plata a nivel experimental, nos permitirá encontrar los parámetros de investigación, para mejorar la recuperación de oro y plata para aplicar al nivel industrial si es rentable económicamente.

## 1.5. Delimitación del estudio.

### 1.5.1. Delimitación Territorial.

<b>Departamento</b>	<b>: Cusco</b>
<b>Provincia</b>	<b>: Espinar</b>
<b>Distrito</b>	<b>: Suyckutambo</b>
<b>Empresa</b>	<b>: Brexia Goldplata Perú S A C</b>

### 1.5.2. Delimitación Tiempo y Espacio.

La investigación se realizará en la empresa **Brexia Goldplata Perú S A C**, durante el periodo de 2018-2019.

### 1.5.3. Delimitación de Recursos.

Falta de disponibilidad de recursos económicos para llevar a cabo el trabajo de investigación.

## 1.6. Viabilidad del estudio.

Para realizar el presente trabajo de investigación es viable, por en cuanto se tiene los conocimientos teóricos, los medios técnicos, técnicas y los recursos económicos necesarios. Así mismo, está asegurado el acceso a lugares de las fuentes de la información requeridas; también se cuenta con la autorización correspondiente del jefe del laboratorio metalúrgico, a efectos de llevar a cabo el correspondiente trabajo de campo.

## CAPITULO II

### MARCO TEORICOS

#### 2.2. Antecedentes de la investigación.

##### 2.1.1. Antecedentes nacionales.

Para **(Palomino & Ramos)** en su trabajo de investigación, evaluación en la recuperación del oro y plata a partir de minerales sulfurados en una matriz de cuarzo: Minera Koricolqui concluye que,

El estudio de evaluación en la recuperación de Au y Ag, aplicando una etapa de preconcentración al método convencional, permite la optimización de la recuperación del oro, para minerales en una matriz de cuarzo simples donde el oro se encuentra fino, diseminado y libre.

Realizando una etapa de preconcentración y utilizando el concentrador centrífugo Falcon para este tipo de minerales, seguido de la flotación de su relave a una granulometría de 66% -200 mallas, se logran obtener resultados metalúrgicos satisfactorios en cuanto a recuperación solo para el Au. Así se llegó a una recuperación de 92.69%, pero presentando resultados no óptimos para la Ag, pues se presentaron bajas recuperaciones similares a las obtenidas en el proceso de flotación convencional.

Se puede apreciar que el tratamiento adecuado para este tipo de minerales en base a la evaluación realizada, requiere de una etapa de preconcentración, mediante el proceso gravimétrico. En esta operación se utilizaron equipos centrífugos falcón para someter su relave a una etapa de flotación y que el proceso logre una

recuperación óptima de oro. La explicación es que un porcentaje apreciable de partículas de oro y plata se encuentran en tamaños muy finos.

Con la cianuración directa para 36 horas de cianuración se obtiene una recuperación de 81.21% para el oro. En cambio, para la plata se obtuvo una recuperación baja pues solo llega a 49.86% (...).

Con el proceso de cianuración es posible obtener altas recuperaciones para el caso del oro si se realiza a un tiempo mayor de cianuración que las 36 horas en las cuales se trabajó y si se realiza a una granulometría más fina, ya que estas pruebas se hicieron a 55% -200 mallas. La desventaja como ya es conocido, es el alto riesgo de contaminación directa con cianuro, que ocasionan los relaves o desechos del tratamiento (siempre y cuando no se maneje bien el proceso) al personal de operación, a la flora y la fauna (**Palomino & Ramos, 2008, págs. 113-114**).

En su trabajo (**Gutierrez, 2017**) sobre, estudio del tratamiento de minerales sulfurados auríferos mediante procesos secuenciales de flotación, lixiviación alcalina, biolixiviación y cianuración para la recuperación de oro, llego a la conclusión.

Los minerales auríferos de carácter refractario requieren de un pre tratamiento para poder ser sometidos a pruebas de cianuración convencionales y así obtener resultados óptimos.

La mejor prueba de flotación seleccionada se obtuvo para una dosificación de reactivo Z-6 de 78,43 g/TM como variable independiente y una recuperación de 97,65% como variable dependiente con una calidad de concentrado de 14,2 g/TC.

El tiempo óptimo de lixiviación alcalina para el concentrado de la mejor prueba de flotación es de 12 horas con una recuperación de arsénico en solución de 13,74% El tiempo óptimo de biolixiviación para el concentrado de la mejor prueba de flotación es de 20 días, con una degradación de arsénico en solución de 92,86

% La degradación total de arsénico en solución es de 94,28 % correspondientes a los tratamientos de flotación, lixiviación alcalina y biolixiviación.

Alcanzando la mayor disolución de arsénico para el proceso de biolixiviación con una degradación total de 73,78%. El tiempo óptimo de cianuración es de 48 horas para una recuperación de 94,5 % con una calidad de concentrado de 7,8 mg/L.

La recuperación total de oro en los procesos de pre tratamiento – cianuración es de 92,28 % (**Gutierrez, 2017**)

Para (**Yamashiro**) sobre, cianuración de concentrados pirrotíticos auríferos con etapa de pretratamiento de oxidación con aire, concluye,

La composición química del mineral estudiado, reveló la presencia de importantes cantidades de Au con leyes superiores a los 100 g/t, lo cual hace del material ideal para su estudio en cianuración.

La utilización de nitrato de plomo permitió determinar su influencia en la oxidación, determinando la dosificación ideal de 0.5 Kg/TM, logrando un incremento en la recuperación de 0.6%. Este aumento en la recuperación justifica considerando que el tratamiento es de concentrados de alta ley.

Los beneficios de la adición de nitrato de plomo durante la oxidación es la eliminación de los iones de azufre en la solución por precipitación en forma de sulfuro de plomo minimizando la posibilidad de formación de la película de azufre en superficies de oro y plata, y la reducción de la formación de tiocianato en la etapa de cianuración. Disminuye la pasivación de superficies minerales reactivos debido a la deposición de un precipitado de hidróxido de plomo insoluble.

Los resultados de la cianuración directa nos demuestran que los concentrados pirrotíficos no se deben tratar de manera convencional por obtener bajas recuperaciones de oro (por debajo de 61% de recuperación) y los consumos de reactivos son muy elevados.

La cianuración de los concentrados sin pre-tratamiento produce iones de azufre y fierro por la descomposición de los sulfuros formando tiocianato  $CNS$ , y ferrocianuro  $Fe(CN)_6^{4-}$ .

Los consumos de reactivos aplicando la cianuración directa fueron altos y no se pudo lograr mantener la fuerza de cianuro libre. La solución por su tonalidad fue difícil de titular, tenía una coloración rojiza debido al contenido de fierro.

Los concentrados de naturaleza pirrotífica (flotación y gravimétrico) requieren de una etapa de oxidación intensiva, hasta que la pirrotíta satisfaga su requerimiento de oxígeno y se convierta en un producto manejable en el proceso de cianuración. La pre-aireación es un proceso hidrometalúrgico simple y económico, que se puede introducir en el mismo circuito de cianuración después de la remolienda.

Luego de las pruebas piloto con oxidación en medio alcalino podemos afirmar que esta alternativa resulto positiva por la recuperación obtenida, pero reafirma un alto consumo de cianuro 46.01 Kg/t y cal 41.73 kg/t (...). (**Yamashiro, 2012, págs. 96-97**).

### 2.1.2. Antecedentes internacionales.

En su investigación (**Puente**) sobre, Identificación de oro “invisible” en piritas auríferas mediante la caracterización de zonaciones asociadas a arsénico en solución sólida, concluye que,

Mediante la evaluación de la muestra G-01 de La Guitarra, se logró identificar a una pirita de formación euhedral proveniente de un yacimiento tipo Carlin, localizado en el cinturón volcánico trans-mexicano, como un potencial portador de As y Au en solución sólida y/o en nanopartículas dentro de la matriz de dicho sulfuro. Debido probablemente a la movilización de Au y As por procesos secundarios a los de la mineralización, dejando como huella zonaciones de arsénico partiendo de un patrón concéntrico debido a procesos de recristalización.

Se logró obtener un concentrado de sulfuros de hierro el cual facilitó la etapa de caracterización de zonaciones y textura. Por otro lado, el comportamiento de la distribución de Au en las etapas del esquema de flotación, demostró un comportamiento similar a las distribuciones obtenidas de los diferentes elementos ensayados, los cuales componen los diferentes sulfuros beneficiados, descartando la posibilidad de estar asociados a los silicatos remanentes en las colas de flotación.

En la etapa de caracterización se relacionó la textura de las partículas de pirita con el contenido de Au y As, para lo cual ha sido propuesto que la formación de los yacimientos de pirita, el transporte de Au a la zona mineralizada, su inclusión dentro de la fase de pirita y su exsolución concéntrica, junto con el crecimiento de la partícula, son eventos separados por procesos cronológicamente distintos. Se probó que el problema de recuperación de Au refractario en la muestra no es producto de oclusión del mineral dentro de alguna otra fase, puesto que las reducciones de tamaño de partícula a menos de  $45\mu\text{m}$  promovieron solamente una recuperación menor al 20%, por lo cual se infiere que el Au dentro de las partículas se presenta de manera “invisible” como solución sólida o como nan-

oinclusión, lo cual fue confirmado con la recuperación del 67% en la muestra perteneciente de la Guitarra y 70% en la muestra P01 (...) del total del Au en la etapa de lixiviación nítrica. **(Puente, 2018, pág. 93)**

**(Andrews)** en su trabajo sobre, diseño de procesos para recuperar oro y plata desde el depósito de relaves de minera meridian, concluye que,

De acuerdo a los resultados obtenidos en las pruebas de laboratorio realizadas, se determinó que el procedimiento con mayor potencial para un estudio más acabado es el que consiste en lavar el mineral de relave, reducir su granulometría 100% bajo 75  $\mu\text{m}$  y lixiviarlo durante 24 horas.

Los resultados obtenidos al utilizar este procedimiento indicaron que es posible recuperar como promedio 0,15 gramos de oro por tonelada de mineral lavado procesado, lo que sumado a lo recuperado en la etapa de lavado del mineral permite llegar a recuperaciones sobre los 0,38 gramos de oro por tonelada de mineral procesado, equivalente a casi el 70% del oro existente en el mineral de relaves. En el caso de la plata se logra una recuperación promedio de 8 gramos de plata por tonelada de mineral procesado, que sumado a lo recuperado en la etapa de lavado alcanza el 38% de recuperación de plata contenida en el mineral del depósito de relaves.

Con estos resultados y los balances de masa correspondientes, fue posible calcular los ingresos aproximados anuales por concepto de venta del producto, lo cual contrastado a los costos totales de producción y la inversión total necesaria para poner en marcha el proyecto, deja un saldo bastante positivo, lo cual se ve reflejado en un VAN de US\$ 15.226.529 y una TIR de 154%. Estas estimaciones son bastante conservadoras puesto que los ingresos se han calculado en base a los valores de los metales promedio de los últimos 12 meses,



siendo los valores actuales muy superiores al promedio, e incluso teniendo perspectivas más elevadas para los próximos años.

Según lo anterior, resulta muy conveniente estudiar más a fondo el proyecto presentado, sobre todo si se tiene en cuenta que las proyecciones del mercado de metales, ya que en caso de que se cumplieren los indicadores económicos serían aún mejores (**Andrews, 2012, pág. 95**).

**Para (Jiménez & Prieto)** sobre su trabajo, determinar el rendimiento de recuperación de oro y plata, aplicando un proceso combinado de flotación y cianuración a los relaves provenientes de las plantas de tratamiento gravimétrico del condominio sur nambija, llegaron a las siguientes conclusiones,

El análisis químico de cabeza de los relaves nos determina una concentración de Au = 1,286ppm y de Ag =1,388ppm.

En el análisis mineralógico no se logra detectar Au y Ag debido a las leyes bajas tanto de Au = 1,286ppm como de Ag =1,388ppm; hay presencia de Pirita en un 2%, trazas de Hematita y minerales de ganga 98%.

El peso específico de los relaves es de  $3,14\text{g/cm}^3$ , considerándose así un material bastante denso.

El mejor tiempo de molienda es de 32min con un  $d_{80}=68,89\mu\text{m}$  (213,90mallas).

En la flotación se obtuvo una recuperación de Au=96,44% y de Ag=70,07%, a  $68,89\mu\text{m}$  de tamaño de grano.

A pH 11 y concentración de  $\text{CN}^-$  1,25g/l se obtuvieron las mejores recuperaciones de Au con el 73,83%, y para la Ag de 98,39%.

El consumo de reactivos en el proceso de cianuración fue a parámetros de pH 11 y 1,25g/l concentración de  $\text{CN}^-$ , con un gasto de 1,28kg/ton de  $\text{CN}^-$  y 0.44kg/ton de cal.

En las cinéticas de cianuración el mejor ensayo fue a pH 11 y concentración de CN<sup>-</sup> 1.25g/l obteniéndose la mayor recuperación de 5 a 6 horas tanto para el oro y la plata.

### 2.1.3. Otras investigaciones.

Sobre, avances en los métodos de recuperación de oro y plata de minerales refractarios **(Parga & Carrillo)**, concluye,

El presente decenio se está caracterizando por la preocupación existente por conseguir un mejor nivel de calidad ambiental, mediante la promulgación de normas más estrictas en materia de protección del medio ambiente y poniendo mayor énfasis en el aprovechamiento de los recursos naturales, por medio de la recuperación y el reciclado de materiales y productos energéticos. Por ello, el tratamiento de minerales refractarios ha venido desarrollándose tecnológicamente, en especial en procesos hidrometalúrgicos, para satisfacer las exigencias actuales y la demanda global continua de metales preciosos.

En este trabajo se ha revisado una serie de avances tecnológicos en el campo de la recuperación de oro y plata de minerales refractarios. Esta revisión contempla los procedimientos empleados a escala comercial-industrial, como la oxidación a presión, a escala de pequeñas plantas comerciales, como la biolixiviación, y procesos que se desarrollan actualmente a escala piloto, como los métodos basados en los ácidos nítrico o clorhídrico, todos ellos con sus posibilidades, aplicaciones y limitaciones. Finalmente, se describen dos procedimientos que contribuyen de manera novedosa a ampliar las alternativas actuales en la recuperación de metales preciosos **(Parga & Carrillo, 1996, págs. 260-261)**.

En, avances en la recuperación de oro y plata mediante flotación en escorias de procesamiento de menas de oro (**Hidalgo, Diaz,, Bazán, & Sarquís**), concluyeron,

La flotación de la cola (residuo) obtenida de la separación gravimétrica (centrífuga Knelson) permite lograr una mejora de la recuperación de Au y de Ag.

Las mejores condiciones para lograr una flotación de la escoria en estudio son: granulometría a 200 mallas, colectores: PAX (15.8 g/t); F-C5439 (18.75 g/t), espumante MIBC (12.5 g/t) y un tiempo de flotación de 8.5 minutos.

Bajo estas condiciones se alcanzan recuperaciones del 87.7 % Au y un 47.4 % de Ag, del contenido residual de la cola gravimétrica T1.

A través del diseño experimental planteado, se encuentra que estas condiciones son favorables para recuperar 268.35 g/t de Au y 255.67 g/t de Ag, con concentración centrífuga y 5.66 g/t de Au y 41.53 g/t de Ag mediante la aplicación de flotación en la cola gravimétrica T1. (**Hidalgo, Diaz,, Bazán, & Sarquís, 2015, págs. 686-687**)

Sobre, Tratamiento hidrometalúrgico del oro diseminado en pirita y arsenopirita del relave de flotación (**Azañero, y otros**), Concluyen que,

El relave tiene abundante contenido de sulfuros de fierro (55%) y el oro está en solución sólida principalmente en la pirita.

Por cianuración directa solo se puede disolver 10 % del oro total.

Cianuración de la muestra, previa oxidación directa y alcalina con aire, no es una opción importante sólo se extrae 48.66 y 21.15% del oro y plata respectivamente.

Oxidación pirometalúrgica a 600° C y 700° C seguida de cianuración (P-5) se recupera 87.43% de oro y (P-6) 66.75% de plata.

Los mejores resultados se obtienen con oxidación pirometalúrgica a 600° C, lavado de la calcina, seguida de cianuración por agitación (P7 Y P8) se recupera 90 % de oro, 40 % de plata y se logra una disminución substancial del consumo de cal y cianuro (**Azañero, y otros, 2010, pág. 12**).

## **2.2. Flotación y cianuración.**

### **2.2.1. Flotación.**

La flotación es un proceso físico químico, de separación donde interviene tres componentes importantes sólido, líquido y gas, para que existe una separación por flotación existe elemento o minerales que por su propiedades se clasifican en hidrofóbicos e hidrofílicos, los componentes hidrofóbicos son atraídos por las burbujas de los gases y evacuado a la parte superior, mientras que los hidrofílicos son atraídos por el agua y son enviado a la parte inferior del reactor o celda de flotación de separación por lo que esto se puede ser fundamento por (**Yianatos, 2005**) definiendo que,

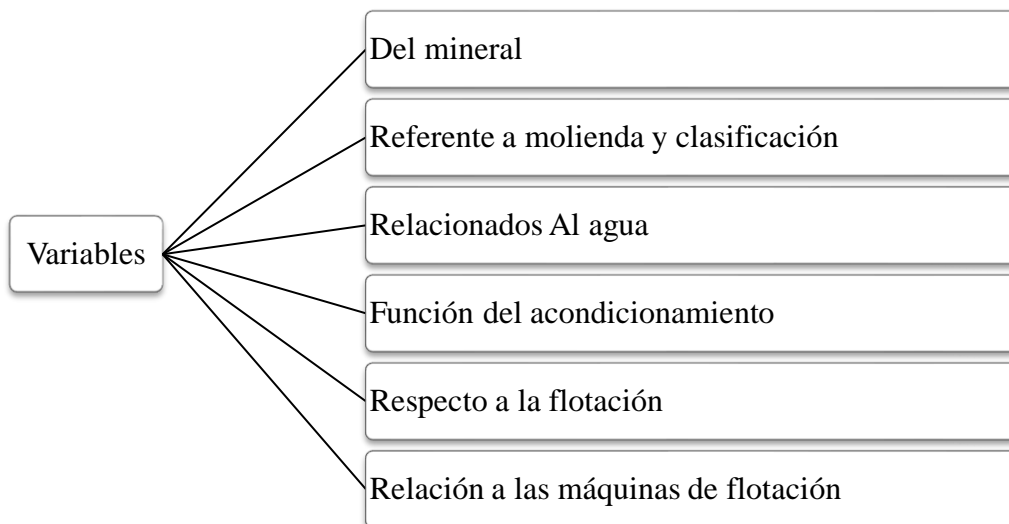
El proceso de flotación se basa en la interacción entre las burbujas de aire y las partículas de sólido presentes en la pulpa. La eficiencia que tienen las burbujas para atrapar en forma selectiva las partículas de mineral y luego ascender cargadas hasta el rebalse, depende de múltiples fenómenos que ocurren en la pulpa. Principalmente, diferencias en las propiedades físico-químicas superficiales de las partículas. Mediante el uso de reactivos estas diferencias se acentúan y permiten la captura preferencial de algunas partículas, que son colectadas y transportadas por las burbujas de aire. (**Yamashiro, 2012, pág. 4**)

En la flotación intervienen en forma macro agitación, reactivos, el mineral, agua, gas, tiempo, densidad de pulpa, etc. Conocido como variables intervinientes en los procesos de concentración de las menas de interés que satisfaga los objetivos que de estudio.

### 2.2.1.1. Variables del proceso de flotación.

Referente a las variables o condiciones que están involucrado en el proceso de separación de las menas de interés por el proceso de flotación, desde su inicio de la flotación se ha establecido superior a 32 variables de acuerdo los diferentes autores, pero se puede clasificar de acuerdo a (Azuñero, 2015) clasifica en,

*Figura 1 Variables del proceso de flotación*



Nota: Fuente (Azuñero, 2015, págs. 109-110)

En función de la calificación se verá específicamente referente a las variables de flotación, que concierne el tema de estudio.

Las variables respecto a la flotación se clasifican en los siguientes como se describe a continuación (Azuñero, 2015, pág. 110).

- Densidad de pulpa y porcentaje de sólidos
- pH

- Tiempo de flotación
- Nivel de espuma
- Carga circulante
- Granulometría
- Grado y tipo de aireación
- Temperatura de la pulpa
- Dosificación de reactivos

#### 2.2.1.2. **Reactivos de flotación**

Los reactivos son compuestos inorgánicos y orgánicos que intervienen en el proceso de flotación, actuando como colectores, modificadores, espumantes, etc. Que permite dar las condiciones adecuadas para una separación óptima por flotación de las menas de interés y la depresión de los minerales que no tiene valor relave para cada caso del proceso.

La clasificación de los reactivos en el proceso de flotación es lo siguiente (**Sutulov**):

- **Los colectores:** Función principal es la de proporcionar propiedades hidrofóbicas a las superficies de los minerales.
- **Los modificadores:** Permite la regulación de las condiciones de funcionamiento de los colectores y aumenta su selectividad.
- **Los espumantes:** Permite la formación de una espuma estable, de tamaño de burbujas apropiado para llevar los minerales al concentrado.

Los colectores son compuestos de carácter heteropolar su grupo polar es la parte activa que los une a la superficie del mineral en base a la adsorción (química o física), mientras que los modificadores crean condiciones favorables en la superficie de los minerales para el funcionamiento selectivo de los colectores y los espumantes son reactivos tensoactivos de carácter heteropolar, que se

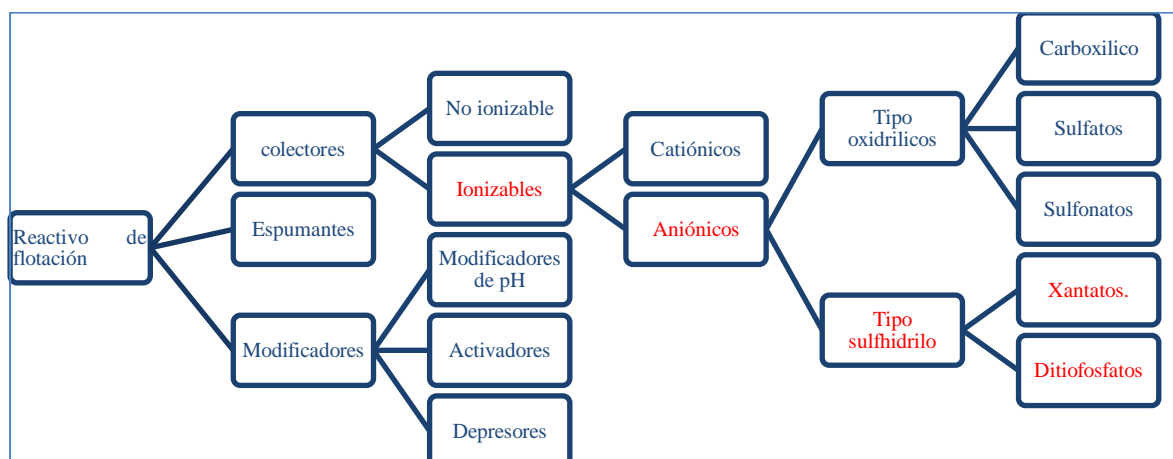
adsorben selectivamente en la interfase gas-líquido para formar una espuma estable (Sutulov, 1963, pág. 68).

Por lo que los reactivos son fundamentales para una flotación efectiva de las menas sulfuradas o óxidos de interés, cumpliendo un rol fundamental en las modificaciones de las superficies del mineral en el proceso de acondicionamiento.

### 2.2.1.3. Clasificación de los reactivos de flotación.

Los reactivos en base de sus funciones en el proceso de flotación se dividen en función específica que desempeñan:

Figura 2 Clasificación de los reactivos de flotación



Nota: Fuente elaborado en función de la información (Azuñero, 2015, págs. 70-71)

En función de la clasificación describiremos algunos reactivos que se usaran en el proceso de flotación de minerales de oro y plata.

#### a. Colectores.

Los colectores usados se tienen los siguiente:

- Xantato: “Usados para la flotación de minerales sulfuros, son sales sódicas o potásicas del ácido xánticos, tiene un poder colector en un pH de 8 – 13”

(Azuñero, 2015, págs. 72,75). Se usa generalmente en 5 a 100 g/TM en forma soluble al 10% (Sutulov, 1963, pág. 73)

- ✓ **Xantato isopropílico de sodio ( Z-11)**. “Aplicado para todos los minerales sulfurados, Cu, Pb, Zn, y minerales complejos como Pb-Zn, Cu-Fe, Cu-Zn, pirita, arsenopirita, pirrotita, también se usa para la colección del cobre, plata y oro nativo” (Azuñero, 2015, pág. 76).
- ✓ **Xantato amílico de potasio (Z-6)**. Es el colector más potente y no selectivo para minerales sulfuros, apropiado para sulfuros parcialmente oxidados, conveniente para minerales de plomo cobre después de la sulfurización y como colector secundario en la sección scavenger (Azuñero, 2015, pág. 76).
- Ditiolfosfatos. “Son sales secundarias del ácido ditiolfosforicos, solubles en agua, afectando por depresores en mayor grado. Los ditiolfosfatos o promotores aerofloats, son colectores aplicables a pH <8, son menos susceptibles a la hidrolisis, permite usar en medio ligeramente acida” (Azuñero, 2015, págs. 77-78).
- ✓ **A - 25**: Forma ácida. Bueno para Ag, Pb, Cu y sulfuros de Zn activados (Day, 2002, pág. 118).
- ✓ **A- 31**: Basado en el promotor A-25, contiene además un colector secundario para mejorar la flotación de la plata. Ampliamente usado para la flotación de minerales Pb/Zn y Cu/Pb desde minerales Cu/Pb/Zn. Mejora la recuperación de Ag de esos minerales (Day, 2002, pág. 118).
- ✓ **A-208**: (R=etilo + secbutilo). Colector selectivo para minerales de cobre. Excelente colector para Ag, Cu y Au nativo (Day, 2002, pág. 121).



- ✓ **A-238:** (R= secbutilo). Ampliamente usado en la flotación de Cu y para aumentar la recuperación de Au como subproducto. Combina una buena fuerza colectora con una buena selectividad frente a sulfuros de fierro (**Day, 2002, pág. 121**).
- ✓ **A-404:** Ampliamente usado para la flotación de minerales Cu alterados y secundarios, minerales Zn y Pb alterados y metales preciosos en circuitos alcalinos. Excelente colector para la pirita y pirita aurífera en circuitos ácidos y neutros (**Day, 2002, pág. 125**).

#### **b. Espumantes.**

Los espumantes son sustancias que permite dar estabilidad a las espumas y el tamaño adecuado, los espumantes que se emplearan se describe a continuación:

- **F-70:** Es un alcohol de bajo peso molecular, cuando la selectividad en la alimentación contiene porcentaje de finos más alto que lo normal. Se usa en la flotación de carbón, sulfuro de plomo, grafito y flotación neutros y levemente alcalinos (**Day, 2002, pág. 133**).
- **MIBC** (metil isobutil carbonil): Usa en la flotación de minerales sulfuros de cobre, molibdeno, zinc y plomo, en minerales no metálicos, en la flotación de oro y plata (**Azuñero, 2015, pág. 88**).

#### **c. Modificadores.**

Permite modificar la superficie del mineral para la adsorción o desorción de un determinado reactivo sobre ella, creando en la pulpa las condiciones adecuadas para realizar una óptima flotación.

- ✓ **Activadores:** Son sustancias que permite que las partículas sean hidrofóbicas, para aumentar su flotabilidad, entre ellos tenemos:

- ✓ Sulfato de cobre ( $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ ): Se usa en el circuito de zinc para activar el zinc.
- ✓ Nitrato de plomo: de sulfuro de antimonio y cloruro de sodio.
- ✓ Sulfuro de sodio: permite sulfurizar minerales parcialmente o totalmente oxidado de plomo, cobre, zinc y etc.
  
- ✓ **Depresores:** Hidrofilizan la superficie del mineral e impide su flotación. Entre los depresores podemos mencionar:
  - ✓ **Cianuro de sodio:** Depresor de los sulfuros pirita, pirrotita, marcasita, arsenopirita, esfalerita y en menor grado la calcopirita, enargita, tec.
  - ✓ **Sulfato de zinc:** Deprime minerales de zinc con la combinación del cianuro de sodio.
  - ✓ **Sulfito, bisulfito de sodio:** Depresor de pirita y esfalerita en la flotación diferencial de plomo cobre.
  
- ✓ **Modificadores de pH:** Permite modificar las el pH, entre los modificadores de pH tenemos:
  - ✓ Básico: Cal ( $\text{CaO}$ ), Carbonato de sodio, Hidróxido de sodio, etc.
  - ✓ Acido: Ácido sulfúrico.
  - ✓ Dispersantes: Silicato de sodio.

### 2.2.2. Cianuración.

La cianuración es un proceso químico para la extracción de los metales desde las menas, donde se convierte en aniones metálicos complejos cianurados, solubles en agua, mediante la lixiviación. El proceso de extracción de metales precioso de oro y plata.

En el proceso de la cianuración, “la reacción para la disolución de oro en una solución acuosa diluida de cianuro alcalino aireada puede expresarse mediante la ecuación clásica de Elsner” (Kumar, 2003, pág. 563):



o

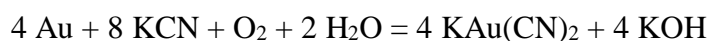


De acuerdo la reacción que ocurre en un proceso de cianuración se puede apreciar que,

En la reacción anterior, el oxígeno es el oxidante y el ion cianuro es el agente complejante o ligando. El oro en el ion aurocianuro está presente como oro (I).

Cabe señalar que, en la ecuación anterior, la plata puede ser sustituida por oro y por cianuro de potasio por cianuro de sodio.

La reacción de disolución entre el oro y el cianuro de potasio se representa químicamente como (Kumar, 2003, pág. 563),



#### 2.2.2.1. Factores que influyen en la cianuración de minerales de oro.

Dentro del proceso de cianuración interviene una serie de factores que están involucrados en la lixiviación, que nos permite la disolución del oro, estos son:

- ✓ Granulometría.
- ✓ Tiempo
- ✓ Concentración del disolvente.
- ✓ Temperatura.
- ✓ pH.

**a. Granulometría.**

La liberación del mineral antes de la lixiviación, es desde luego facilitar el contacto del disolvente con el mineral, así como la separación posterior del solvente en un tiempo razonable (Misari, 2010, pág. 27).

La granulometría del mineral está en función de:

- El tipo de mineralización.
- Porosidad del mineral.
- Forma de distribución del mineral.
- Porcentaje de finos producidos en el chancado.

Los minerales densos se lixivian más lentamente que los porosos y los minerales de grano fino por lo general se lixivian mejor que aquellos que tienen grano grueso. Si el mineral es muy poroso no necesita ser de grano fino.

**b. Tiempo de contacto**

Es otro factor importante que va a incidir en el costo del proceso. Por lo tanto, es vital encontrar el consumo óptimo para cada etapa del proceso. Para elegir tanto la concentración de la solución como el disolvente que se va a utilizar, es cuestión de buscar el equilibrio de algunos factores (Misari, 2010, pág. 18).

**c. Concentración del disolvente**

El tiempo de contacto es un valor muy importante, especialmente cuando se lixivian sulfuros cuya solubilidad es lenta. Generalmente el “tiempo de contacto” se refiere tan solo al tiempo durante el cual el mineral está en contacto con el líquido lixivante recién preparado. Cada etapa lleva un control de tiempo dependiente de las variables que coexisten en el proceso y orientado a lograr la máxima recuperación en el menor tiempo posible (Misari, 2010, pág. 25).

**d. Temperatura del Disolvente**

La temperatura es muy importante, puesto que la solubilidad de los sulfuros de cobre aumenta considerablemente cuando se aumenta la temperatura del disolvente agregado (Misari, 2010, pág. 29).

**e. pH**

La acidez de la solución es muy importante para los posteriores procesos de recuperación del oro, el pH de la solución debe estar entre 10.5 – 11 (Misari, 2010, pág. 29).

**2.1 Definiciones de conceptos.**

- a. **Cabeza Mineral:** Muestra inicial que va a ingresar a un proceso metalúrgico.
- b. **Concentración:** Es la proporción entre el soluto y el solvente o disolución.
- c. **pH:** La concentración del ion hidrogeno presente en una disolución, o coeficiente que indica el grado de acidez o basicidad de una solución acuosa.
- d. **granulometría:** Tamaño de partícula de un determinado de mineral representado por número de mallas o micras de acuerdo las normas.
- e. **Disolvente:** Es la sustancia de mayor cantidad en una mezcla.
- f. **Mena:** Compuesto de elementos mineralizados de interés o valor para un propósito.
- g. **Optimización:** Es el proceso de modificación de un sistema para mejorar su eficiencia o también el uso de los recursos disponibles.
- h. **Oro.:** Metal precioso de color amarillo brillante muy dúctil y maleable, que es resistente a la corrosión por aire y por agua.

- i. **Oxidación:** Reacción química provocada por la exposición al oxígeno modificando la composición química de un mineral.
- j. **Óxido:** Compuesto que resulta de combinar oxígeno generalmente con un metal, o a veces con un metaloide. Capa, de diversos colores, que se forma en la superficie de los metales por oxidación, como el orín.
- k. **Plata:** Metal muy maleable que se encuentra naturalmente en un estado no combinado o con otros materiales.
- l. **Proceso:** Conjunto de las fases sucesivas de un fenómeno natural o de una operación artificial.

## **1.7. Formulación de hipótesis.**

### **1.7.1. Hipótesis General.**

Realizado un adecuado tratamiento por flotación y cianuración de minerales auríferos con presencia de pirita, nos permitirá la concentración y extracción de oro y plata a nivel experimental.

### **1.7.2. Hipótesis Específicas.**

Realizando un tratamiento en el tiempo de pre concentración de minerales con presencia de pirita y cianuración, nos permitirá una recuperación de oro y plata optima a nivel experimental.

Realizando un tratamiento en el tiempo de pre concentración de minerales con presencia de pirita con una remolienda y cianuración, nos permitirá una recuperación optima de oro y plata a nivel experimental.

## CAPITULO III

### METODOLOGÍA

#### 3.1. Diseño metodológico.

##### 3.1.1. Tipo de Investigación.

El tipo de investigación es experimental por que se caracteriza porque en ella el investigador actúa conscientemente sobre el objeto de estudio, en tanto que los objetivos de estos estudios son precisamente conocer los efectos de los actos producidos por el propio investigador como mecanismo o técnica para probar sus hipótesis (**Bernal, 2010**).

- ✓ De acuerdo a su naturaleza: Experimental.
- ✓ acuerdo al propósito o utilización: aplicativa.

Se realiza investigación experimental y aplicativa, en este trabajo ya que se realiza experimental al nivel de laboratorio con un control mínimo a fin de encontrar las condiciones óptimas del estudio.

##### 3.1.2. Nivel de Investigación.

Es una investigación nivel predictiva o experimental por que se aplicara métodos y técnicas para mejorar y corregir la situación problemática, que da origen al estudio de investigación (**Carrasco, 2005**).

##### 3.1.3. Diseño de la Investigación.

En el presente estudio se aplicará el diseño experimental, ya que se manipulará las variables independientes, para observa su efecto sobre la variable dependiente con una situación de control (**Fernandez, 2014**).



#### 3.1.4. **Enfoque de la Investigación.**

El enfoque del presente estudio es cuantitativo, porque el estudio son variables o fenómenos cuantificables o fácilmente mensurables. “Utiliza la recolección de datos para probar hipótesis con base a la medición numérica y el análisis estadístico, con el fin de establecer pautas de comportamiento y probar teoría” (Fernandez, 2014).

### 3.2. **Población y muestra.**

#### 3.2.1. **Población.**

La población estura constituida por el mineral del proyecto mineral de Suyckutambo, de la empresa Goldplata Resources Perú SAC.

#### 3.2.2. **Muestra.**

La muestra para el trabajo de investigación se extrae por estratificación de las vetas del proyecto Suyckutambo empresa minera Goldplata Resources Perú SAC.

#### 3.2.3. **Tamaño de Muestra.**

El tamaño de muestra para el presente estudio es de aproximadamente de 200 kg, se secarán para cada prueba aproximadamente con 1 Kilos de mineral después se ser reducido a malla -10m, para ello la técnica de preparación de muestra es de rifleado en seco.

### 3.3. Operacionalización de variables.

Tabla 1 Operaciones de las variables de estudio.

Variable	Concepto	Dimensiones	Indicador
<b>Independiente</b>			
Flotación y cianuración	- Proceso físico químico de separación de las menas de interés de las gangas.	Parámetro	- Liberación.
	- Técnica metalúrgica de extraer en forma de aniones metálicos complejos de cianuro metálico, solubles en agua.		- Tiempo
<b>Dependiente</b>			
Concentración y extracción	- Proceso por el cual se eleva la calidad de las menas de interés comercial.	Calidad	- Ley
	- Medio de extraer los elementos de interés en medio acuoso.		- Recuperación
<b>Intervinientes.</b>			
		Control	- Densidad de pulpa. - Fuerza de cianuro. - pH. - Agitación. - Dosificación de reactivos de flotación.

Nota: Diseñado por el autor de acorde las variables de estudio.

### 3.4. **Técnica e instrumento de recolección de datos.**

#### 3.4.1. **Técnicas a emplear.**

##### a. **Observación sistemática Directa.**

Se empleará esta técnica para observar el proceso de investigación en el momento que se está desarrollando.

##### b. **Observación Sistemática Indirecta.**

Mediante esta técnica se podrá analizar y estudiar los diversos documentos que contiene información sobre el tema de investigación.

##### c. **Observación experimental.**

Con esta técnica será posible conocer la forma como se desarrollan las actividades en el desarrollo experimental para extraer datos con el fin de procesar posteriormente.

##### d. **Otras Técnicas.**

Técnica de cuestionario.

#### 3.4.2. **Descripción de los instrumentos.**

- a. Ficha de observación.
- b. Lista de cotejo.
- c. Escalas libreta de notas.
- d. Filmadora, cámara fotográfica y grabadora.

### 3.5. **Técnica para el procesamiento de la Información.**

Se usará el análisis estadístico y matemático, usando programas de cálculo como Excel, SPSS, XLSTAT, Minilat 16, Statgraphics, para luego mostrar la información, mediante tablas, registros, figuras, promedios, medianas, desviación estándar, ecuaciones por regresión y otros.

## CAPITULO IV

### RESULTADOS

#### 4.1. Condiciones de trabajo experimental.

##### 4.1.1. Condiciones de flotación.

La ley de cabeza es de cabeza para el proceso de flotación tiene la siguiente, 4.30Au g/TM, 230 Ag g/TM. Para los experimentos se usó celda Denver Sub-A de 4 Litros de volumen y velocidad variable, la flotación Rougher se realizó a 2500 rpm. Para obtener la cantidad suficiente de concentrado de piritita para realizar las pruebas de lixiviación se llevó a cabo una prueba de flotación de 15 ciclos donde se reciclo el concentrado Scavenger.

*Tabla 2 Condiciones específicos en la molienda y flotación*

Especificaciones	Tiempo	%		g/TM						
		Min	-200m	pH	Z-6	Silicato de sodio	Host 6637 M95	A- 404	CuSO <sub>4</sub>	Ac pino
Molienda	20.5	84		50	300	50	50	50	200	
Acondicionamiento	5		7.8	50		50	50	50		20
Ro	10									
Scv	10									10

##### 4.1.2. Condiciones de cianuración sin remolienda.

Las pruebas de lixiviación se llevaron a cabo con el concentrado de piritita (flotado) y se realizaron en botellas transparentes que giran en una mesa de rotación, realizando 02 pruebas y las condiciones de la cianuración del mineral a tratar en la cianuración a nivel experimental sin remolienda se describen a continuación:

Gr Sp	2.8	g/cm <sup>3</sup>
Densidad	1.35	g/cm <sup>3</sup>
Sólidos	40.00	%
Granulometría	93.66	%<74micrones (200m)
Cianuro	0.2	%
Fuerza de NaCN	2	g/l
Mineral	500	g
Agua	750	cm <sup>3</sup>
Tiempo	36	horas
pH	10.5 - 11	
Dilución	1.5	
Tiempo	36	horas

#### 4.1.3. Condiciones de cianuración con remolienda.

Las pruebas de lixiviación se llevaron a cabo con el concentrado de pirita (flotado) con un remolido, en botellas transparentes que giran en una mesa de rotación, las condiciones de la cianuración del mineral a tratar en la cianuración a nivel experimental con remolienda se describen a continuación:

Gr Sp	2.8	g/cm <sup>3</sup>
Densidad	1.35	g/cm <sup>3</sup>
Sólidos	40.00	%
Granulometría	91.16	%<45micrones (325m)
Cianuro	0.2	%
Fuerza de NaCN	2	g/l (0.2%)
Mineral	500	g

Agua	750	cm <sup>3</sup>
Tiempo	36	horas
pH	10.5 - 11	
Dilución	1.5	
Tiempo	36	horas

## 4.2. Resultados

Se tiene los resultados de la parte de la flotación de pirita auríferos, posterior la extracción de oro y plata por cianuración sin remolienda y con remolienda.

### 4.2.1. Flotación.

Los resultados de las pruebas de flotación a nivel experimental realizado se detallan en la tabla N° 2 a continuación.

*Tabla 3 Resultados de las pruebas de flotación de oro y plata*

	g	Leyes g/TM	
		Au	Ag
Cab. calc.	14965.64	4.66	238.46
Conc flotación	1465.88	41.60	1661.00
Medio	14.36	18.97	1016.00
Relave	13485.40	0.63	83

Nota: Fuente de las pruebas experimentales.

Los resultados de las pruebas experimentales se obtuvo un concentrado con calidad de 41.60 g Au/TM y 1661.00 g Ag/TM

*Tabla 4 Balance metalúrgicos de pruebas batch*

Especif.	% peso	Leyes		Distribución %		
		gr Au /TM	gr Ag /TM	Au	Ag	
Cabeza calc.	100.00	4.66	268.17	100.00	100.00	
Conc Flotado	9.79	41.60	1661.00	87.43	68.23	10.20
Relave	90.11	0.63	83.00	12.18	31.36	

De la tabla se tiene un concentrado con calidad de 41.60 g Au/TM y 1661 g Ag/TM con una recuperación de 87.43% de oro y 68.23% de plata con un ratio de concentración de 10.2 de las pruebas experimentales.

*Tabla 5 Balance metalúrgico de prueba cíclica con modelo matemático*

Especif.	% peso	Leyes		Distribución %		
		gr Au /TM	gr Ag /TM	Au	Ag	
Cabeza calc.	100.00	4.66	268.17	100.0	100.0	
ConcFlotado	9.80	41.76	1875.61	87.8	68.5	10.21
Relave	90.20	0.63	93.72	12.2	31.5	

De la tabla N° 6 se tiene un concentrado con calidad de 41.76 g Au/TM y 1875.61 g Ag/TM con una recuperación de 87.80% de oro y 68.50% de plata con un ratio de concentración de 10.21 de las pruebas cíclicas con modelos matemáticos.



#### 4.2.2. Cianuración sin remolienda.

La cianuración de concentrado sin remolienda se realiza a un pH de 11 y un concentrado de cianuro de sodio de 0.2% y un análisis de extracción de oro y plata como se describe a continuación en la tabla N° 5.

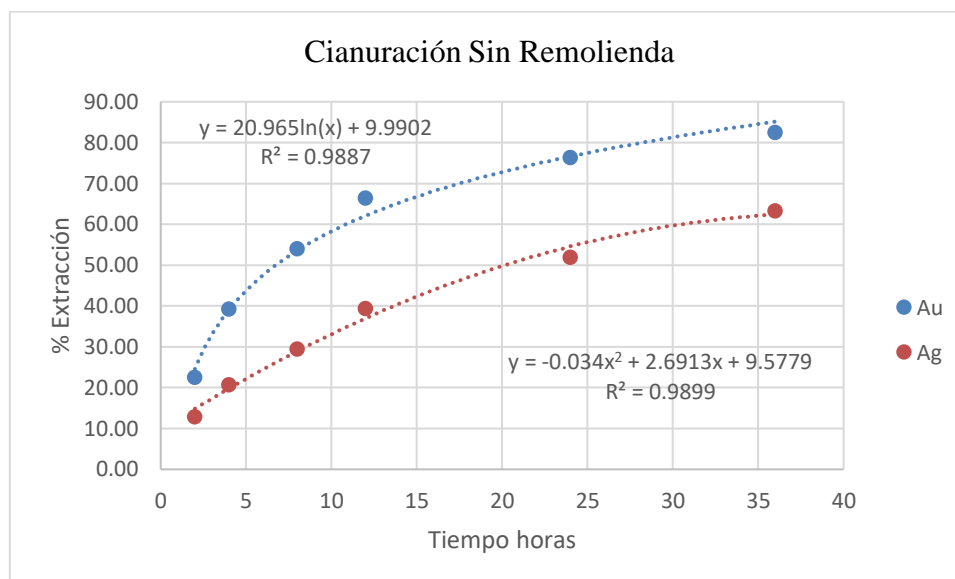
*Tabla 6 Recuperación de oro y plata por cianuración sin remolienda*

Tiempo		Ensaye: mg/l		Recuperación: %	
horas	pH	Au	Ag	Au	Ag
0	6,5-11				
2	10.80	5.9	156.2	22.55	12.88
4	10.60	10.1	246	39.29	20.64
8	10.50	13.67	345.8	53.98	29.46
12	10.60	16.66	457.7	66.36	39.33
24	10.60	19.11	601.9	76.37	51.89
36	10.60	20.47	728.1	82.44	63.26

Nota: fuente con datos obtenidos de las pruebas de laboratorio.

En función de la tabla N°7 la recuperación de oro y plata a un pH de 10.6 en 36 horas se tiene 20.47 mg/l de oro y 728.1 mg/l de plata, que representa una recuperación de 82.44% de Au y 63.26% de Ag respectivamente.

Figura 3 Cianuración de oro y plata sin remolienda



Fuente: Procesado con Microsoft Excel 2019 con los datos obtenidos de las pruebas de cianuración.

De la figura 3 podremos observar que la recuperación del oro está representado con la siguiente modelo matemático  $\text{Recup.}(\text{Au}) = 20.965\ln(\text{hora}) + 9.9902$ , para  $R^2 = 0.9887$ , mientras que la recuperación de la plata es:  $\text{Recup.}(\text{Ag}) = -0.034(\text{horas})^2 + 2.6913(\text{hora}) + 9.5779$ , para  $R^2 = 0.9899$ .

Tabla 7 Resultados de la prueba de cianuración sin remolienda cabeza residuo extracción y consumo

Cabeza calculada g/TM		Residuo g/TM		Extracción %		Consumo kg/TM	
Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	NaCN	CaO
40.81	1891.72	7.16	695	82.5	63.29	5.9272	2.005

El consumo de cianuro de sodio en 36 horas es de 5972 g/TM (5.972kg/TM) de NaCN, mientras que para la cal es de 2005 g/TM(2.005kg/TM) de cal.

#### 4.2.3. Cianuración con remolienda.

La cianuración de concentrado aurífero se realiza a una concentración de cianuro de sodio al 0.2% por un espacio de 36 horas a un pH de 11 aproximadamente los intervalos de tiempo de

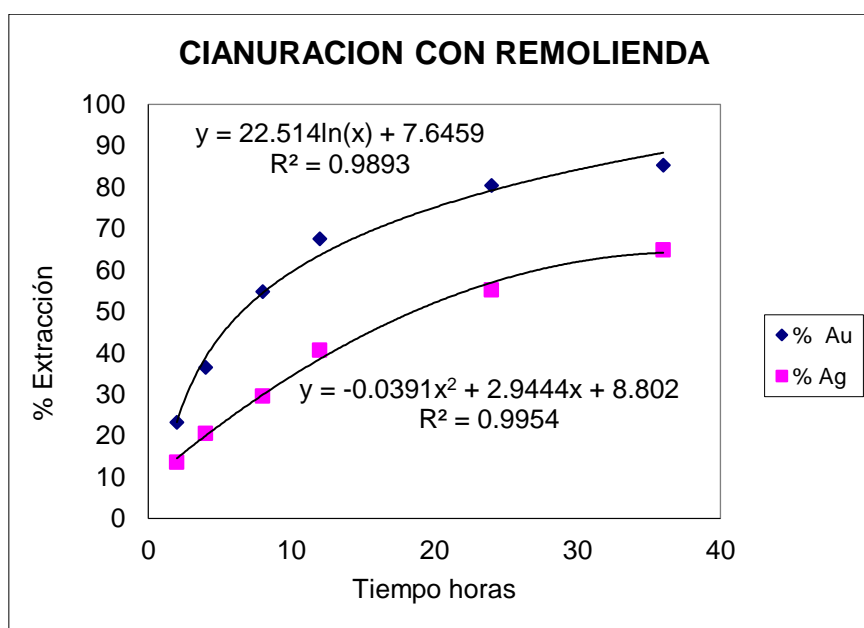
análisis de concentración de extracción de oro y plata se realizan como se aprecia en la tabla N° 7.

*Tabla 8 Cianuración de oro y plata con remolienda*

Tiempo hr	Ley Au mg/l	Ley Ag mg/l	% Au	% Ag
2	6.36	162.7	23.20	13.51
4	9.81	241.4	36.49	20.44
8	14.52	343.9	54.80	29.55
12	17.79	469.1	67.55	40.55
24	21.1	636	80.41	55.18
36	22.18	740.1	85.23	64.75

En función de la tabla N°7 la recuperación de oro y plata en 36 horas se tiene 22.18 mg/l de oro y 740.1 mg/l de plata, que representa una recuperación de 85.23% de Au y 64.75% de Ag respectivamente.

*Figura 4 Cianuración de oro y plata con remolienda*



De la figura 4 podremos observar que la recuperación del oro está representado con la siguiente modelo matemático  $\text{Recup.}(\text{Au}) = 22.514 \ln(\text{hora}) + 7.6459$ , para  $R^2 = 0.9893$ , mientras que la recuperación de la plata es:  $\text{Recup.}(\text{Ag}) = -0.0391(\text{horas})^2 + 2.9444(\text{hora}) + 8.802$ , para  $R^2 = 0.9954$ .

*Tabla 9 Resultados de la prueba de cianuración sin remolienda cabeza residuo extracción y consumo*

Cabeza calculada g/TM		Residuo g/TM		Extracción %		Consumo kg/TM	
Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	NaCN	CaO
42.77	1878.54	6.32	663	85.2	64.75	5.922	2.131

El consumo de cianuro de sodio en 36 horas es de 5922 g/TM (5.922kg/TM) de NaCN, mientras que para la cal es de 2213 g/TM(2.213kg/TM) de cal.

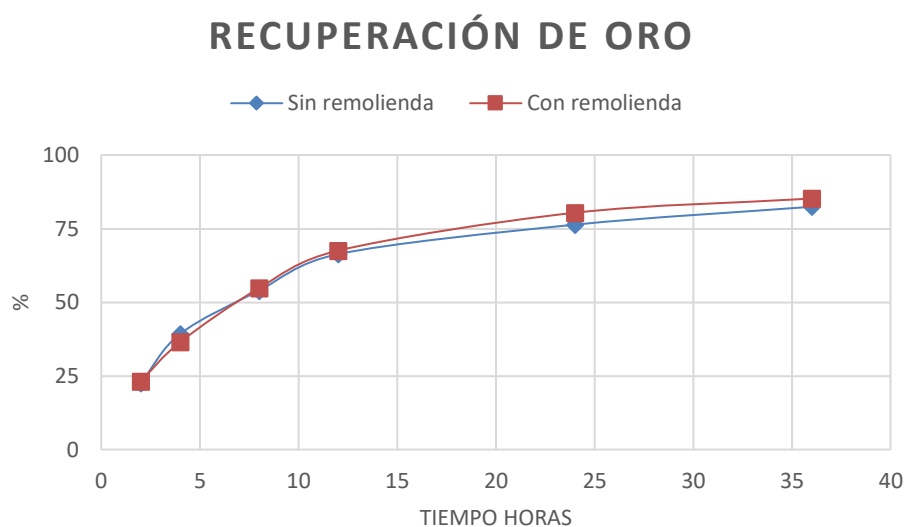
#### 4.2.4. Diferencia en la recuperación por cianuración de oro y plata.

a) Diferencia de la recuperación de oro en la cianuración sin remolienda y con remolienda.

*Tabla 10 Diferencia de recuperación Au sin remolienda y con remolienda*

Tiempo hr	%Recuperación Au		
	Sin remolienda	Con remolienda	Diferencia
2	22.55	23.20	0.64
4	39.29	36.49	-2.79
8	53.98	54.80	0.82
12	66.36	67.55	1.19
24	76.37	80.41	4.04
36	82.44	85.23	2.79

Figura 5 Diferencia de la recuperación de Au sin remolienda y con remolienda



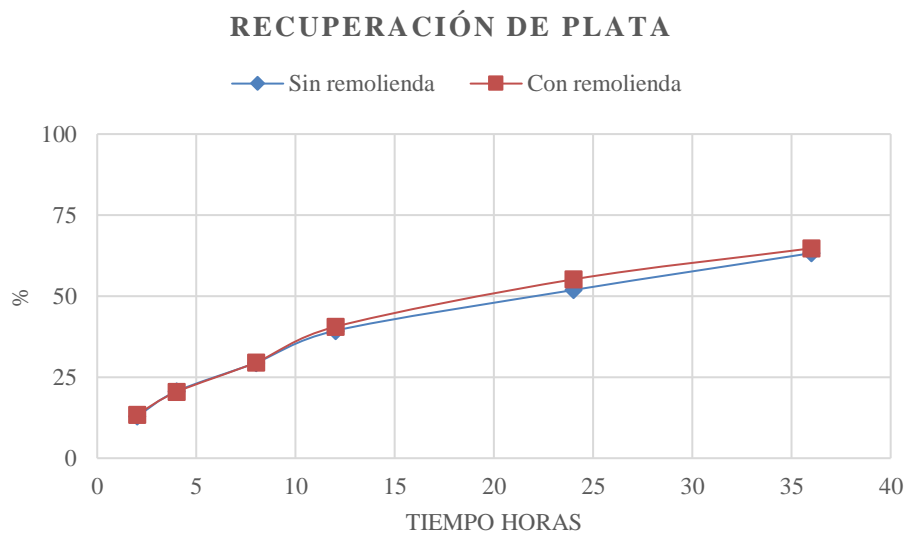
La diferencia de la recuperación de la cianuración sin remolienda y con remolienda tiene una mayor tendencia cuando el tiempo es superior es decir a 12 horas es de 1.19%, para 24 horas es de 4.04% y a 36 horas es de 2.79% para el oro, de acuerdo la tabla 10 y la gráfica 5.

b) Diferencia de la recuperación de plata en la cianuración sin remolienda y con remolienda.

Tabla 11 Diferencia de recuperación Ag sin remolienda y con remolienda

Tiempo Horas	%Recuperación Ag		
	Sin remolienda	Con remolienda	Diferencia
2	12.88	13.51	0.63
4	20.64	20.44	-0.20
8	29.46	29.55	0.09
12	39.33	40.55	1.23
24	51.89	55.18	3.29
36	63.26	64.75	1.49

Figura 6 Diferencia de la recuperación de Ag sin remolienda y con remolienda



La diferencia de la recuperación de la cianuración sin remolienda y con remolienda tiene una mayor tendencia cuando el tiempo es superior es decir a 12 horas es de 1.23%, para 24 horas es de 3.29% y a 36 horas es de 1.49% para la plata, como se aprecia en la tabla 11 y la gráfica 6.

## CAPITULO V

### DISCUSIÓN CONCLUSIÓN Y RECOMENDACIÓN

#### 5.1. Discusión.

En el presente trabajo sobre tratamiento por flotación y cianuración de minerales auríferos con presencia de pirita para la concentración y extracción de oro y plata a nivel experimental, para un mineral con ley de 4.30 Au g/TM y 230 Ag g/TM, se hace un liberación de 84% -200m con un tiempo de 20.5 minutos, con un tiempo de acondicionamiento de 5 minutos y flotación de 20 minutos con ellos se obtiene un concentrado de calidad de 41.6 Au g/TM y 1661 Ag g/TM con una recuperación de 87.43% y 68.23% respectivamente y mediante un modelamiento matemática se obtiene 41.76 g/TM de oro y 1875.61 g/TM de plata con una recuperación de 87.8% y 68.5% respectivamente.

En la etapa de extracción de oro y plata con una fuerza de cianuro de sodio de 2 g/TM, con una densidad de pulpa de 1350 g/l a una granulometría 93.66% pasante a malla 200, a un pH de 10.5 a 11, en 36 horas se obtiene una ley de 20.47mg/l de oro y 728.1 g/l de plata que representa 82.44% y 63.26% de oro y plata respectivamente, mientras que el concentrado con una remolienda a una granulometría de 91.16% pasante a la malla 325 a un pH 10.5 - 11, con una fuerza de cianuro de sodio de 2 g/l a una densidad de pulpa de 1350 g/l se obtiene una concentración de 22.18 mg/l de oro y 740.1 mg/l de plata, con una recuperación de 85.23% y 64.75% respectivamente.

Para la cianuración sin remolienda el consumo de cianuro de sodio es de 5.975 kg/TM y consumo de cal es de 2.005 kg/TM en 36 horas de cianuración, con respecto a la ecuación de la recuperación esta al siguiente modelo matemático  $\text{Recup.}(\text{Au}) = 20.965 \ln(\text{hora}) + 9.9902$ , para  $R^2 = 0.9887$ , para el oro y para la plata  $\text{Recup.}(\text{Ag}) = -0.034(\text{horas})^2 + 2.6913(\text{hora}) + 9.5779$ , para  $R^2 = 0.9899$ .

Para la cianuración con remolienda el consumo de cianuro de sodio es de 5.922 kg/TM y consumo de cal es de 2.213 kg/TM en 36 horas de cianuración, con respecto a la ecuación de la recuperación esta al siguiente modelo matemático  $\text{Recup.}(\text{Au}) = 22.514 \ln(\text{hora}) + 7.6459$ , para  $R^2 = 0.9893$ , para el oro y para la plata  $\text{Recup.}(\text{Ag}) = -0.0391(\text{horas})^2 + 2.9444(\text{hora}) + 8.802$ , para  $R^2 = 0.9954$ .

La diferencia que se tiene en la recuperación para el oro es de 2.79% para 36 horas con el concentrando piritoso, mientras que para la plata la diferencia es de 1.49% en 36 horas.

Por otra parte, en sus estudios como **(Palomino & Ramos, 2008)**, “La recuperación de Au y Ag, con preconcentración, permite optimización la recuperación de oro, con cianuración directa para 36 horas obtiene 81.21%, es posible obtener altas recuperaciones con tiempo mayor de 36 horas con granulometría fina, realizaron con 55%-200malla”.

Mientras que en una prueba secuencial flotación, lixiviación alcalina, biolixiviación y cianuración **(Gutierrez)**, “en la flotación la recuperación 97,65% con 14,2 Au g/TC. El tiempo de lixiviación alcalina 12 horas, la biolixiviación 20 días, tiempo cianuración 48 horas con recuperación de 94.5% y recuperación de oro con pretratamiento y cianuración es 92.28%”.

**(Yamashiro, 2012)** determina que el  $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$  durante la oxidación elimina iones de azufre en la solución por precipitación en forma de PbS minimizando la formación de película de azufre en superficies de oro y plata, reduciendo la formación de tiocianato en la cianuración”.

## 5.2. Conclusión .

En el presente trabajo de investigación sobre tratamiento por flotación y cianuración de minerales auríferos con presencia de pirita para la concentración y extracción de oro y plata a nivel experimental se llegó a las siguientes conclusiones:



- Para obtener la cantidad suficiente de concentrado de pirita para realizar las pruebas de lixiviación se llevó a cabo una prueba de flotación de 15 ciclos donde se reciclo el concentrado Scavenger.
- La etapa de flotación se llevó a cabo en las mismas condiciones de la prueba abierta, Las recuperaciones obtenidos en esta última prueba de flotación esta casi en 10% por debajo a los obtenidos en la prueba abierta, una de las posibles causas sea el uso de silicato de sodio que podría estar deprimiendo partículas mixtas.
- El tiempo de lixiviación va ser necesario incrementar por encima de las 36 horas para tener una recuperación del Au por encima de 90%, por interpolación se obtiene que debe ser como mínimo 48 horas.
- La diferencia en las recuperaciones es muy baja entre las pruebas de lixiviación con las muestras con y sin remolienda.
- La recuperación del oro y plata en la flotación es de 87.43% para el oro y 68.23% para la plata para una granulometría 84% pasante a la malla 200, mediante un modelamiento matemáticos la recuperación es de 87.8% para el oro y 68.5% para la plata.
- En la etapa de la cianuración sin remolienda la recuperación del oro es 82.44% y plata de 63.26% para una granulometría de 93.66% pasante a la malla 200 con un consumo de cianuro de sodio de 5.975 kg/TM, de cal 2.005kg/TM, para un pH 10.5-11, en 36 horas.
- En la etapa de la cianuración con remolienda la recuperación del oro es 85.23% y plata de 64.75% para una granulometría de 91.16% pasante a la malla 325 con un consumo de cianuro de sodio de 5.922 kg/TM, de cal 2.213kg/TM, para un pH 10.5 -11, en 36 horas.

### 5.3. Recomendación .

En virtud a los resultados obtenidos en el presente trabajo de investigación se recomienda realizar para una mejor recuperación los siguientes:

- Es necesario realizar una nueva prueba de flotación en las mismas condiciones de la prueba anterior solo quitando el silicato de sodio.
- La prueba definitiva de la etapa de lixiviación se debe realizar por agitación mecánica incrementando el tiempo de lixiviación a 48 horas y con una mayor cantidad de muestra.

## BIBLIOGRAFÍA

- Andrews, J. (2012). Diseño de procesos para recuperar oro y plata desde el depósito de relaves de minera meridiana. *Titulo profesional*. Pontifica universidad católica de valparaiso, Valparaiso. Obtenido de [http://opac.pucv.cl/pucv\\_txt/txt-4500/UCF4959\\_01.pdf](http://opac.pucv.cl/pucv_txt/txt-4500/UCF4959_01.pdf)
- Azañero, A., Aramburú, V., Quiñones, J., Puente, L., Cabrera, M., Falconí, V., . . . Medina, A. (2010). Tratamiento hidrometalúrgico del oro diseminado en piritita y arsenopiritita del relave de flotación. *Revista del Instituto de Investigaciones FIGMMG*, 12. Obtenido de [http://sisbib.unmsm.edu.pe/bibvirtual/publicaciones/geologia/v13\\_n25/pdf/a01v13n25.pdf](http://sisbib.unmsm.edu.pe/bibvirtual/publicaciones/geologia/v13_n25/pdf/a01v13n25.pdf)
- Azuñero, A. (2015). *Flotación y concentración de minerales*. Lima: Editorial colecciones Jóvic.
- Bernal, C. (2010). *Metodología de la investigación* . Chía: Pearson.
- Carrasco, S. (2005). *Metodología de la investigación científica* . Lima: San marcos.
- Day, A. (2002). *Manual de productos químicos para minería*. cytec. doi:www.cyte.com
- Fernandez, C. (2014). *Metodología de la investigación*. Mexico D.F: Mc Gram Hill .
- Gutierrez, L. (2017). Estudio del tratamiento de minerales sulfurados auríferos mediante procesos secuenciales de flotación, lixiviación alcalina, biolixiviación y cianuración para la recuperación de oro. *Título Profesional de Ingeniero Químico*. Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima. Obtenido de [http://cybertesis.unmsm.edu.pe/bitstream/handle/cybertesis/6616/Gutierrez\\_fl.pdf?sequence=1](http://cybertesis.unmsm.edu.pe/bitstream/handle/cybertesis/6616/Gutierrez_fl.pdf?sequence=1)
- Hidalgo, N., D. A., Bazán, V., & Sarquís, P. (2015). Avances en la recuperación de oro y plata mediante flotación en escorias de procesamiento de menas de oro . 686-687.
- Jiménez, M., & Prieto, J. (2011). Determinar el rendimiento de recuperación de oro y plata, aplicando un proceso combinado de flotación y cianuración a los relaves provenientes de las plantas de tratamiento gravimétrico del condominio sur nambija. *Titulo ingeniero*

- químico*. Universidad técnica particular de Loja, Loja. Obtenido de <http://dspace.utpl.edu.ec/bitstream/123456789/643/3/TESIS%20MARISOL%20Y%20JANINA.pdf>
- Kumar, C. (2003). *Chimical metalurgy*. Mumbai: WILEY-VCH Verlag GmbH & Co. KGaA.
- Misari, F. (2010). *Metalurgia del oro*. Lima: San Marcos.
- Palomino, A., & Ramos, O. (2008). evaluación en la recuperación del oro y plata a partir de minerales sulfurados en una matriz de cuarzo: Minera Koricolqui. *Título profesional de Ingeniero Metalúrgico*. Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima. Obtenido de [https://www.u-cursos.cl/usuario/8dca1be23e3a61d95b6b3560d770e69d/mi\\_blog/r/Evaluacion\\_en\\_la\\_recuperacion\\_del\\_oro\\_y\\_plata\\_a\\_partir.pdf](https://www.u-cursos.cl/usuario/8dca1be23e3a61d95b6b3560d770e69d/mi_blog/r/Evaluacion_en_la_recuperacion_del_oro_y_plata_a_partir.pdf)
- Parga, J., & Carrillo, F. (1996). avances en los métodos de recuperación de oro y plata de minerales refractarios. *Revisata Metal.*, Revista de Metalurgia. Obtenido de <http://revistademetalurgia.revistas.csic.es/index.php/revistademetalurgia>
- Puente, J. (2018). Identificación de oro “invisible” en piritas auríferas mediante la caracterización de zonaciones asociadas a arsénico en solución sólida. *Grado de maestro*. Universidad Autónoma de San Luis Potosí, San Luis Potosí,. Obtenido de <http://ciep.ing.uaslp.mx/tesis/tesisPDF/20320189992.pdf>
- Sutulov, A. (1963). *Flotación de minerales*. Concepción: Instituto de investigación tecnológicas.
- Yamashiro, A. (2012). Cianuración de concentrados pirrotíticos auríferos con etapa de pre-tratamiento de oxidación con aire. *Título profesional*. Universidad de ingeniería, Lima. Obtenido de [http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/1333/1/Yamashiro\\_ba.pdf](http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/1333/1/Yamashiro_ba.pdf)
- Yianatos, J. (2005). *Flotación de minerales*. Santiago.

# ANEXO

Anexo 1 Matriz de consistencia general

Título	Problema Generales	Objetivos General	Hipótesis General	Variable Independiente	Indicadores
<p><b>TRATAMIENTO POR FLOTACIÓN Y CIANURACIÓN DE MINERALES AURÍFEROS CON PRESENCIA DE PIRITA PARA LA CONCENTRACIÓN Y EXTRACCIÓN DE ORO Y PLATA A NIVEL</b></p>	<p>¿Será posible el tratamiento por flotación y cianuración de minerales auríferos con presencia de pirita, para la concentración y extracción de oro y plata a nivel experimental?</p>	<p>Evaluar el tratamiento por flotación y cianuración de minerales auríferos con presencia de pirita, para la concentración y extracción de oro y plata a nivel experimental.</p>	<p>Realizado un adecuado tratamiento por flotación y cianuración de minerales auríferos con presencia de pirita, nos permitirá la concentración y extracción de oro y plata a nivel experimental.</p>	<p>Flotación y cianuración</p>	<p>- Liberación. - Tiempo</p>

Anexo 2 Matriz de consistencia específico.

Titulo	Problema Específicos	Objetivos Específicos	Hipótesis Específicos	Variable Dependiente	Indicadores
<b>TRATAMIENTO POR FLOTACIÓN Y CIANURACIÓN DE MINERALES AURÍFEROS CON PRESENCIA DE PIRITA PARA LA CONCENTRACIÓN Y EXTRACCIÓN DE ORO Y PLATA A NIVEL EXPERIMENTAL</b>	<p>¿En qué medida el tiempo influirá en una pre concentración de minerales con presencia de pirita y cianuración, en la recuperación de oro y plata optima a nivel experimental?</p> <p>¿En qué medida el tiempo influirá en una pre concentración de minerales con presencia de pirita con una remolienda y cianuración, en la recuperación de oro y plata optima a nivel experimental?</p>	<p>Evaluar el tiempo que influirá en una pre concentración de minerales con presencia de pirita y cianuración, en la recuperación de oro y plata optima a nivel experimental.</p> <p>Evaluar en qué medida el tiempo influirá en una pre concentración de minerales con presencia de pirita con una remolienda y cianuración, en la recuperación de oro y plata optima a nivel experimental.</p>	<p>Realizando un tratamiento en el tiempo de pre concentración de minerales con presencia de pirita y cianuración, nos permitirá una recuperación de oro y plata optima a nivel experimental.</p> <p>Realizando un tratamiento en el tiempo de pre concentración de minerales con presencia de pirita con una remolienda y cianuración, nos permitirá una recuperación optima de oro y plata a nivel experimental.</p>	<p>Concentración y extracción</p>	<p>- Ley</p> <p>- Recuperación</p>

### Anexo 3 Pruebas de flotación

	gr	% Peso	LEYES		CONTENIDO		Distribucion %	
			Ley gr Au /tm	Ley gr Ag /tm	gr Au	gr Ag	Au	Ag
Cabeza calc.	14965.64	100.00	4.66	238.46	0.070	3.569	100.00	100.00
ConcFlotado	1465.88	9.79	41.60	1661.00	0.061	2.435	87.43	68.23
M. Flotado	14.36	0.10	18.97	1016.00	0.000	0.015	0.39	0.41
Relave	13485.40	90.11	0.63	83	0.008	1.119	12.18	31.36

RESULTADOS DE PRUEBA BATCH						
PRODUCTOS	PESO %	Oz Au /TM	Oz Ag /TM		Au%	Ag%
Conc. Flotado	9.79	41.60	1661.00		87.43	68.23
Medios Flotado	0.10	18.97	1016.00		0.39	0.41
Relave final	90.11	0.63	83.00		12.18	31.36
Cabeza calc.	100.00	4.66	268.17		100.00	100.00

### Anexo 4 Simulación cíclico de las pruebas de flotación

CALCULO DE PESOS									
SF1 =	0.90109077		W1 =	0.098909235		WPb	9.80	Wr	90.20
SF2 =	0.00970113		W2 =	0.99029887			0.00		
SF3 =	1		W3 =	0			1.00		
SF4 =			W4 =	1		Wzn	0.00		
RECUPERACION DE Au									
SF1 =	0.12180567		R1 =	0.878194325		R1	87.77		12.23
SF2 =	0.00444728		R2 =	0.995552722			0.00		
SF3 =	1		R3 =	0			1.00		
SF4 =			R4 =	1			0.00		
RECUPERACION DE PLATA									
SF1 =	0.31363991		S1 =	0.686360091		S1	68.51		31.49
SF2 =	0.00595642		S2 =	0.994043577			0.00		
SF3 =	1		S3 =	0			1.00		
SF4 =			S4 =	1			0.00		

CALCULO DE LEY DE PLATA PARA FLUJO CONTINUO			
Contenido de plata metalico total			268.17
Recuperacion de plata en concentrado de flotado			68.51
Peso de concentrado flotado			9.794970345
Ley de plta en concentrado flotado		Ag=	1875.61
Ley de plata en relave		Ag=	93.72
CALCULO DE LEY DE ORO PARA FLUJO CONTINUO			
Contenido de oro metalico total			4.66
Recuperacion de oro en concentrado flotado			87.77
Peso de concentrado flotado			9.794970345
		Au=	41.76
		Au=	0.63

RESULTADOS DE PRUEBA CICLICA CON MODELO MATEMATICO						
PRODUCTOS	PESO %	Oz Au/TM	Oz Ag/TM	Au%	Ag%	RC
Conc. Flotado	9.80	41.76	1875.61	87.77	68.51	10.20
Relave final	90.20	0.63	93.72	12.23	31.49	
Cabeza calc.	100.00	4.66	268.17	100.00	100.00	



### Anexo 5 Extracción de oro y plata sin remolienda

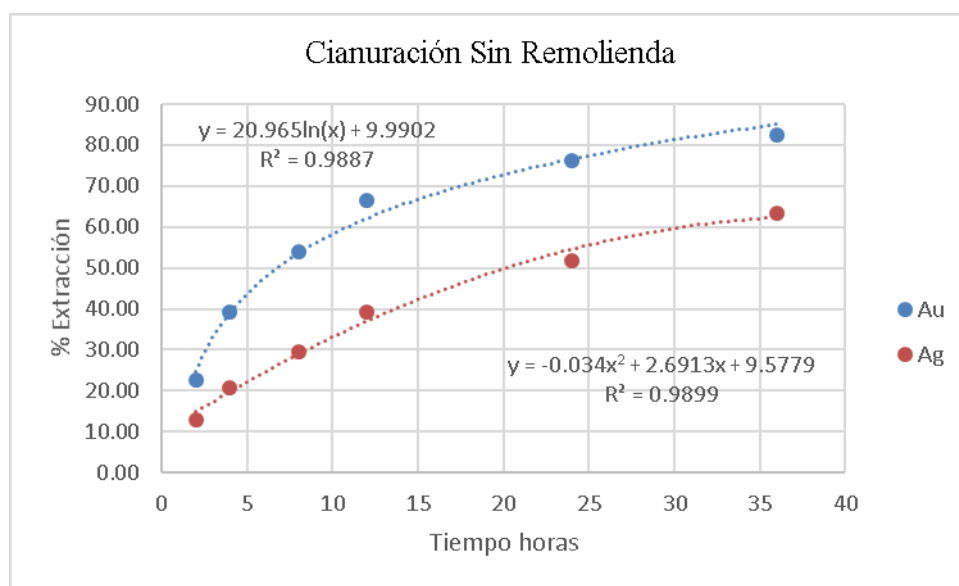
				Volumen	Masa		
Agua	750		cc	179	500	Gr Sp	2.8
Muestra	500		gr	750	750	Densidad	1.35
Agua	750		cc	929	1250	% SOLIDOS	40.00
CNNa Inicial	30		cc	cc	Gr		
	780						
Cal Inicial	1		gr				
TIEMPO DE LIXIVIACION			36 HORAS				
CONTROL DEL CIANURO DE SODIO							
Concentracion de CNNa en la pulpa			0.20%				

Hora	Tiempo horas	cc CNNa Titula	cc CNNa Anali	cc AgNO <sub>3</sub>	% CNNa	Sol. Pulpa	CNNa en la Sol	CNNa necesari
6am	Inicio							
8am	2	25	10	10.8	0.108	745.0	0.80	1.49
10am	4	25	10	11.7	0.117	723.7	0.85	1.45
2pm	8	25	10	15	0.15	701	1.05	1.40
6pm	12	25	10	18	0.18	673	1.21	1.35
6am	24	25	10	15	0.15	640	0.96	1.28
6pm (*)	36	25		9.8	0.098	640	0.63	
(*)	Cianuro residual							

		Solucion contenga	0.025%	de CaO		
	Gasto de CNNa (cc)		% CaO	gr CaO	gr CaO	gr CaO 69%
g CNNa Faltante	5	cc Acido oxalico	Existente	Existente	Necesario	Agregar
0.69	13.71	0.2	0.002	0.0149	0.19	0.25
0.60	12.01	0.4	0.004	0.02895	0.18	0.22
0.35	7.01	0.5	0.005	0.035	0.18	0.20
0.13	2.69	0.5	0.005	0.034	0.17	0.19
0.32	6.40	0.8	0.008	0.051	0.16	0.16
		0.3	0.003	0.019		
Gasto CNNa SUB-TOTAL	41.8				Gasto Cal SUB-TOTAL	1.02
CNNa Inicial	30.0				Cal inicial	1
Ingreso cc CNNa TOTAL	71.8				Ingreso gr Cal TOTAL	2.02
gr CNNa ingreso	3.59				gr CaO en solucion rica	0.019
gr CNNa libre residual	0.63				Gasto Cal gr	2.005
Gasto de CNNa gr	2.96				Gasto de Cal gr/TM	2005
Gasto de CNNa gr/TM	5927					

		Ley Au mgr/1	gr/TM	Ley Ag mgr/1	gr/TM Ag	gr Au	Recup Au	gr Ag	Recup Ag
Inicio	780	500	40.81		1891.72	0.020		0.94586	
1 Correccion-2hr	780.00		5.9	156.2		0.005	22.55	0.12184	12.88
2 Correccion-4hr	793.71		10.1	246		0.008	39.29	0.19525	20.64
3 Correccion-8hr	805.72		13.67	345.8		0.011	53.98	0.27862	29.46
4 Correccion-12hr	812.73		16.66	457.7		0.014	66.36	0.37199	39.33
5 Correccion-24hr	815.42		19.11	601.9		0.016	76.37	0.49080	51.89
6 Correccion-36hr	821.82		20.47	728.1		0.017	82.44	0.59837	63.26

TIEMPO horas	pH	Ensaye : mg/l		Extraccion : %	
		Au	Ag	Au	Ag
0	6,5-11				
2	10.80	5.9	156.2	22.55	12.88
4	10.60	10.1	246	39.29	20.64
8	10.50	13.67	345.8	53.98	29.46
12	10.60	16.66	457.7	66.36	39.33
24	10.60	19.11	601.9	76.37	51.89
36	10.60	20.47	728.1	82.44	63.26



SIN REMOLIENDA									% Distribucion	
gr	CC	Ley Au mgr/Lt	Ley gr Au /tm y gr Ag /	gr Au	Ley Ag mgr/Lt	gr Ag	Au	Ag		
Conc Flotado 500			41.6	1661						
Solucion	821.82	20.47			0.01682	728.1	0.59837	0.34707		
Relave	499.38		7.16	695	0.00358		0.34707	0.94544		
cabeza calc.			40.80	1890.88	0.02040		100.0			

Recuperación proyectada		
Tiempo (Hr)	% Extraccion Au	% Extraccion Ag
2	24.52	9.49
4	39.05	21.53
8	53.59	33.56
12	62.09	40.60
24	76.62	52.63
36	85.12	59.67
48	91.15	64.66
72	99.65	71.70

CABEZA CALCULADA g/TM		RESIDUO g/TM		EXTRACCION %		CONSUMO kg/TM	
Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	NaCN	CaO
40.81	1891.72	7.16	695	82.5	63.29	5.9272	2.005

### Anexo 6 Cianuración de oro y plata con remolienda

Agua	750	cc	Volumen	179	Masa	500	Gr Sp	2.8
Muestra	500	gr		750		750	Densidad	1.35
Agua	750	cc		929		1250	% SOLIDOS	40.00
CNNa Inicial	30	cc		cc		Gr		
	780						D=	1.5
Cal Inicial	1	gr						
TIEMPO DE LIXIVIACION		36 HORAS	V=			100 ml		
	D=	1.5	dx=	1.6	m=	100.00075		
CONTROL DEL CIANURO DE SODIO			dp=	1.000	C g/L=	0.02000015		
Concentracion de CNNa en la pulpa		0.20%						

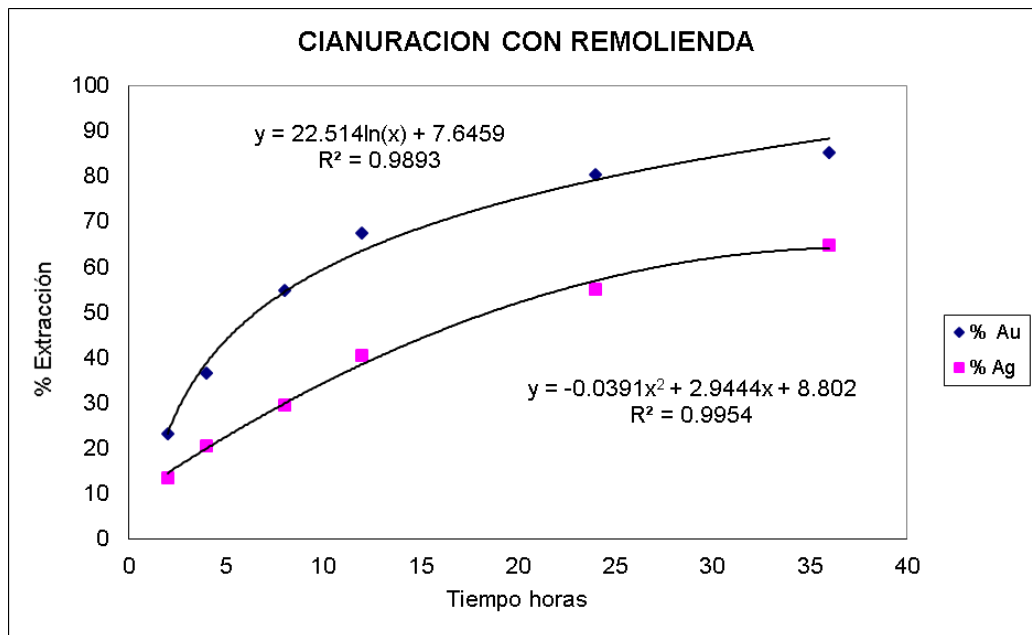
Hora		cc CNNa Titulaci	cc CNNa Analisis	cc AgNO3	% CNNa	Sol. Pulpa	g CNNa en la Sol.	CNNa necesario
6am	Inicio							
8am	1 Correccion-2hr	25	10	9.6	0.096	745	0.72	1.49
10am	2 Correccion-4hr	25	10	12	0.12	725	0.87	1.45
2pm	3 Correccion-8hr	25	10	16.5	0.165	702	1.16	1.40
6pm	4 Correccion-12hr	25	10	17.8	0.178	672	1.20	1.34
6am	5 Correccion-24hr	25	10	14.7	0.147	640	0.94	1.28
6pm (*)	6 Correccion-36hr	25		9.8	0.098	640	0.63	
(*)	Cianuro residual							

		Solucion cont	0.025%	de CaO		
	Gasto de CNNa (cc)	% CaO	gr CaO	gr CaO	gr CaO	gr CaO 69%
g CNNa Faltante	5	Existente	Existente	Necesario	Agregar	
		Acido oxalic				
0.77	15	0.1	0.001	0.00745	0.19	0.26
0.58	12	0.2	0.002	0.01451	0.18	0.24
0.25	5	0.2	0.002	0.014	0.18	0.23
0.15	3	0.3	0.003	0.020	0.17	0.21
0.34	7	0.4	0.004	0.026	0.16	0.19
		0.2	0.002	0.013		
Gasto CNNa SUB-TOTAL	41.8				Gasto Cal SUB-TOTAL	1.14
CNNa Inicial	30.0				Cal inicial	1
Ingreso cc CNNa TOTAL	71.8				Ingreso gr Cal TOTAL	2.14
gr CNNa ingreso	3.59				gr CaO en solucion rica	0.013
gr CNNa libre residual	0.63				Gasto Cal gr	2.131
Gasto de CNNa gr	2.96				Gasto de Cal gr/TM	2131
Gasto de CNNa gr/TM	5922					

	Ley Au mgr/L	Ley gr/TM Au	Ley Ag mgr/L	Ley gr/TM Ag	gr Au	Recup Au	gr Ag	Recup Ag
Inicio	780	500	42.77	1878.54	0.021385		0.939268738	
1 Correccion-2hr	780.00	6.36	162.7	0.00496	23.2	0.12691	13.51	
2 Correccion-4hr	795.50	9.81	241.4	0.00780	36.5	0.19203	20.44	
3 Correccion-8hr	807.10	14.52	343.9	0.01172	54.8	0.27756	29.55	
4 Correccion-12hr	812.02	17.79	469.1	0.01445	67.6	0.38092	40.55	
5 Correccion-24hr	814.98	21.1	636	0.01720	80.4	0.51832	55.18	
6 Correccion-36hr	821.76	22.18	740.1	0.01823	85.2	0.60818	64.75	

CON REMOLIENDA									
	gr	CC	Ley Au mgr/Lt	Ley gr Au/tm	Ley gr Ag/tm	gr Au	Ley Ag mgr/L	gr Ag	% Distribucion
									Au Ag
Conc Flotad	500			41.6	1658.00				
Solucion		821.76	22.18			0.01823	740.1	0.60818	85.2 64.75
Relave	499.37			6.32	663	0.00316		0.33108	14.8 35.25
cabeza calc.				42.77	1878.54	0.02138		0.93927	100.0 100.00

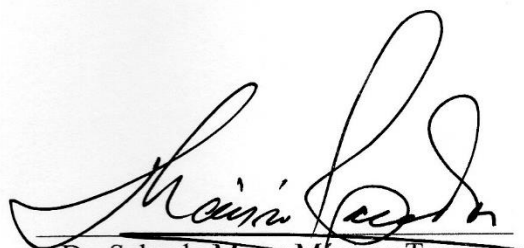
Tiempo hr	Ley Au mgr/Lt	Ley Ag mgr/Lt	% Au	% Ag
2	6.36	162.7	23.20	13.51
4	9.81	241.4	36.49	20.44
8	14.52	343.9	54.80	29.55
12	17.79	469.1	67.55	40.55
24	21.1	636	80.41	55.18
36	22.18	740.1	85.23	64.75



CABEZA CALCULADA g/t		RESIDUO g/t		EXTRACCION %		CONSUMO kg/t	
Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	NaCN	CaO
42.77	1878.54	6.32	663	85.2	64.75	5.9216	2.1312

Tiempo hr	Extracción proyectada	
	%Recup Au	%vRecup Ag
2	23.25	14.53
4	38.86	19.95
8	54.46	29.85
12	63.59	38.50
16	70.07	45.90
20	75.09	52.05
24	79.20	56.95
28	82.67	60.59
32	85.67	62.98
36	88.33	64.13
40	90.70	64.02
44	92.84	
48	94.80	
52	96.60	
56	98.27	
60	99.83	
64		
68		
72		
76		

**TRATAMIENTO POR FLOTACIÓN Y CIANURACIÓN DE  
MINERALES AURÍFEROS CON PRESENCIA DE PIRITA PARA LA  
CONCENTRACIÓN Y EXTRACCIÓN DE ORO Y PLATA A NIVEL  
EXPERIMENTAL**



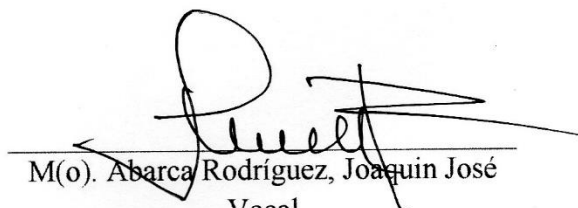
---

Dr. Salcedo Meza, Máximo Tomas  
Presidente



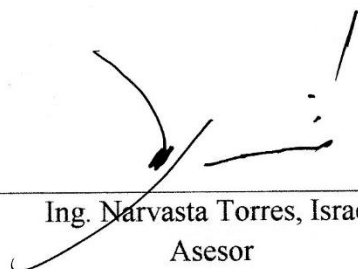
---

Dr. Ruiz Sánchez, Berardo Beder  
Secretario



---

M(o). Abarca Rodríguez, Joaquín José  
Vocal



---

Ing. Narvasta Torres, Israel  
Asesor