

*Universidad Nacional*  
*“José Faustino Sánchez Carrión”*



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

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica

**TESIS**

**Título:**

**“TRATAMIENTO DE LIXIVIACIÓN ÓPTIMA PARA LIBERACIÓN  
DE MINERALES AURÍFEROS EN LA EMPRESA  
TRANSFORMACIÓN Y PROCESOS J&C SAC – SAYÁN 2019”**

**Autor:**

César Alonso Díaz Maturrano

**Para optar el título profesional de Ingeniero Metalúrgico**

**Asesor:**

Dr. Edwin Guillermo Gálvez Torres  
C.I.P. N° 19027

A handwritten signature in blue ink, appearing to be "E. Gálvez", is located to the right of the advisor's name.

**Lima - Perú**

2022

**“TRATAMIENTO DE LIXIVIACIÓN ÓPTIMA PARA LIBERACIÓN  
DE MINERALES AURÍFEROS EN LA EMPRESA  
TRANSFORMACIÓN Y PROCESOS J&C SAC – SAYÁN 2019”**

**ASESOR Y JURADO DE TESIS**



A handwritten signature in blue ink, appearing to be "E. Torres".

Dr. Edwin Torres



A handwritten signature in blue ink, appearing to be "M. Salcedo Meza".

Dr. Máximo Tonás Salcedo Meza  
PRESIDENTE



A handwritten signature in blue ink, appearing to be "V. Coca Ramírez".

M(o) Víctor Raúl Coca Ramírez  
SECRETARIO



A handwritten signature in blue ink, appearing to be "J. Mendoza".

M(o) Jaime Imán Mendoza  
VOCAL

## **DEDICATORIA**

A mis familiares por su apoyo incondicional  
para mi desarrollo profesional.

.

## **AGRADECIMIENTO**

El agradecimiento a los funcionarios de la empresa minera por el apoyo técnico y la facilitación de los recursos necesarios para llevar a cabo la investigación presentada, de la misma manera agradecemos a las personas que nos brindaron el apoyo incondicional y a Dios por iluminarnos el camino de la esperanza.

## ÍNDICE GENERAL

PORTADA	i
DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
ÍNDICE GENERAL	iv
ÍNDICE DE FIGURAS	vii
ÍNDICE DE TABLAS	viii
RESUMEN	ix
INTRODUCCIÓN	x
CAPÍTULO I	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA	1
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	1
1.2.1 Problema General	1
1.2.2 Problemas Específicos	1
1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	2
1.3.1. Objetivo General	2
1.3.2. Objetivos Específicos	2
1.4. Justificación	2
1.5. Delimitaciones del estudio	3
1.5.1. Delimitación temporal	3

1.5.2. Delimitación espacial .....	3
1.6. Viabilidad del estudio .....	3
CAPÍTULO II.....	5
MARCO TEÓRICO .....	5
2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN .....	5
2.1.1. Investigación Relacionada con el Estudio .....	5
2.1.2. Otras Investigaciones.....	8
2.2. BASES TEÓRICAS .....	9
2.2.1. Purificación y Concentración de la Solución Lixiviada .....	9
2.2.2. Extracción por Solventes (SX) .....	11
2.2.3. Influencia de compuestos extraños del mineral en el proceso de cianuración. ....	11
2.2.4. EL pH y Eh en la cianuración.....	13
2.2.5. La alcalinidad de la solución .....	13
2.3. DEFINICIONES CONCEPTUALES.....	15
2.4. FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS .....	17
2.4.1. Hipótesis General .....	17
2.4.2. Hipótesis Específicas .....	17
CAPITULO III .....	18
METODOLOGÍA .....	18
3.1. DISEÑO METODOLÓGICO .....	18
3.1.1. Tipo Investigación .....	18
3.1.2. Enfoque de Investigación .....	18

3.2. POBLACIÓN Y MUESTRA .....	19
3.2.1. Población .....	19
3.2.2. Muestra .....	19
3.3. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES E INDICADORES .....	19
3.4. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS. ....	20
3.4.1. Técnicas a Emplear .....	30
3.4.2. Descripción de los Instrumentos.....	20
3.5. TÉCNICAS PARA EL PROCESAMIENTO DE LA INFORMACIÓN .....	21
CAPITULO IV .....	22
RESULTADOS .....	22
4.1. Condiciones de trabajo o procedimiento .....	22
4.1.1. Sección de lixiviación (cianuración) y adsorción con carbón activado.....	22
4.1.2. Sección Relave .....	31
4.1.3. Procedimiento Experimental .....	32
4.2. Resultados.....	42
4.2.1. Simulación matemática del proceso de lixiviación .....	42
CAPITULO V.....	50
CONCLUSIÓN Y RECOMENDACIONES .....	50
5.1. Conclusiones.....	50
5.2. Recomendaciones .....	50
CAPITULO VI .....	53
FUENTES DE INFORMACIÓN.....	53

5.1. Fuentes Bibliográficas .....	53
ANEXOS.....	56



## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura N° 1: Tanques de agitación .....	23
Figura N° 2: Cilindro del reactivo .....	24
Figura N° 3: alimentación de cianuro de sodio .....	26
Figura N° 4: ácido muriático .....	26
Figura N° 5: hidróxido de sodio sólido .....	27
Figura N° 6: cisternas para el acarreo de agua .....	27
Figura N° 7: circuito del área de lixiviación y adsorción con carbón activado .....	28
Figura N° 8: lavado de carbón desactivado .....	30
Figura N° 9: relavara .....	31
Figura N° 10: sistema de recirculación de agua .....	32
Figura N° 11: consumo de NaCN a distintas concentraciones .....	43
Figura N° 12: recuperación a distintas concentraciones de NaCN.....	44
Figura N° 13: Influencia de la adición de agua fresca en el pH sistema .....	46
Figura N° 14: consumo de NaCN a diferentes condiciones de curado .....	46
Figura N° 15: Sistema de Columna Inundada para Pruebas.....	48

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Operación de variables .....	19
Tabla 2: Capacidad, volumen geométrico y útil y tiempo de residencia de los tanques de agitación .....	23
Tabla 3: Velocidad de disolución ( $\text{mg}/\text{cm}^2 \cdot \text{h}$ ).....	25
Tabla 4: datos de operación.....	29
Tabla 5: Densidades de planta.....	37
Tabla 6: Control de dilución.....	38
Tabla 7: dilución por porcentaje de sólidos.....	38
Tabla 8: Carga circulante – balance del material .....	39
Tabla 9: Calculando los GPM .....	40
Tabla 10: Balance de agua.....	41
Tabla 11: Control de malla -200.....	41
Tabla 12: Control de pH.....	42
Tabla 13: Parámetros de las pruebas de agitación.....	42
Tabla 14: Balance Metalúrgico .....	44
Tabla 15: Balance Metalúrgico .....	47

## RESUMEN

El presente trabajo de investigación tiene como objetivo principal determinar el tratamiento de liberación de minerales auríferos mediante lixiviación óptimo en la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán; para ello se corroborarán los siguientes parámetros el grado de afectación del pH de las soluciones lixiviantes, el tiempo óptimo de operaciones y la dosificación adecuada de cianuro de sodio para el tratamiento minerales auríferos.

En la planta utilizamos el método de cianuración, ya que utilizamos cianuro de sodio (NaCN al 7%), sabemos que la cianuración es el método más importante que se ha desarrollado para la extracción del oro de sus minerales

La cinética de disolución de oro es alta, variando por la activación de cianocidas y su derivación en compuestos inhibidores. Altas concentraciones de cianuro  $>4.8$  gr/lit se provoca a la activación total de estos en las primeras 12 horas.

Bajas concentraciones  $<1.5$  gr/lit, registran una aceleración de la cinética de disolución también en las primeras horas logrando una alta recuperación en este tiempo, para no mostrar (colocar reacciones) consumos significativos las siguientes 36 horas.

Las simulaciones en columna inundada de 200 Kg, muestran tendencia del sistema hacia un equilibrio alcalino alcanzando un pH 12 al 5° día de lixiviación, la adición de agua fresca al sistema compensando las pérdidas de evaporación y no agua alcalina como se suele hacer, reajusto la variación significativa a pH 10.9 al 5° día de proceso.

Es preferible usar el curado y la lixiviación a misma concentración (1 gr/lit); además de reducir consumo en 400 gr/ Tm, alcanza una recuperación de 40% al 5° día de proceso, validando la tendencia del sistema a soluciones diluidas. Recuperaciones cercanas al 82% fueron obtenidas al 15° día de R.

**PALABRAS CLAVE:** Lixiviación, Optimización, minerales auríferos.

## ABSTRACT

The main objective of this research work is to determine the treatment for the release of gold-bearing minerals through optimal leaching in the company Transformación y Procesos J&C SAC Sayán; For this, the following parameters will be corroborated: the degree of affectation of the pH of the leaching solutions, the optimal time of operations and the adequate dosage of sodium cyanide for the treatment of gold-bearing minerals.

In the plant we use the cyanidation method, since we use sodium cyanide (NaCN at 7%), we know that cyanidation is the most important method that has been developed for the extraction of gold from its minerals.

The kinetics of gold dissolution is high, varying due to the activation of cyanicides and their derivation into inhibitory compounds. High concentrations of cyanide  $>4.8$  gr/lit are caused to the total activation of these in the first 12 hours.

Low concentrations  $<1.5$  gr/lit, register an acceleration of the dissolution kinetics also in the first hours, achieving a high recovery in this time, so as not to show (place reactions) significant consumptions the following 36 hours.

The simulations in a 200 Kg flooded column show a tendency of the system towards an alkaline equilibrium reaching a pH of 12 on the 5th day of leaching, the addition of fresh water to the system compensating for the evaporation losses and not alkaline water as is usually done, readjustment the significant variation at pH 10.9 on the 5th day of the process.

It is preferable to use curing and leaching at the same concentration (1 gr/lit); In addition to reducing consumption by 400 gr/Tm, it reaches a recovery of 40% on the 5th day of the process, validating the tendency of the system towards diluted solutions. Recoveries close to 82% were obtained on the 15th day of R.

**KEY WORDS:** Leaching, Optimization, gold-bearing minerals.

## INTRODUCCIÓN

Somos conscientes del grado de problemas que tienen los mineros en la recuperación de metales, al realizar este trabajo con la finalidad de buscar soluciones que beneficien tanto a la empresa como a los pobladores para mejorar nuestra calidad vida.

Los métodos SX (extracción solvente) son operaciones metalúrgicas unitarias que recuperan metal de pureza elevada a partir de soluciones de lixiviación. La extracción por solventes se utiliza para concentrar materiales en una solución orgánica. Las velocidades de cianuración son relativamente lentas y la industria ha estado investigando reacciones de lixiviación de oro más rápidas, que sean capaces de alcanzar extracciones de oro muy altas. Debido al elevado valor del metal amarillo, incluso pequeños incrementos en la recuperación son siempre preferibles para mejorar la velocidad de lixiviación.

Por otro lado, la aplicación de los métodos hidrometalúrgicos en el oro, especialmente la lixiviación cianurada, que tiene una aplicación mayoritaria en el tratamiento de minerales oxidados, ha dado lugar al desarrollo de técnicas ecológicas e innovadoras de lixiviación, extracción por carbón activado, extracción por solventes y electrodeposición de oro, con la finalidad de obtener cátodo de oro de gran pureza.

# CAPÍTULO I

## PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

### 1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA.

La Minería Artesanal en el Perú después de muchos años de anonimato y marginación, se encuentra reconocida como un estrato productivo y económico tanto para el Estado como la sociedad en general. Esta actividad en el Perú, ocupa el tercer lugar en la producción nacional de oro cuyo valor de exportación alcanza los 198 millones de dólares esto ha permitido la autogeneración de 40,000 puestos de trabajo en Puno y Madre de Dios donde trabajan en vetas filoneanas, en morrenas y en zonas aluviales o lavaderos.

Es grande nuestro potencial minero, somos el primer productor de oro en América Latina y sólo con la producción minero artesanal el Perú estaría ubicado en el décimo sexto puesto a nivel mundial. Es previsible que se llevara a cabo por muchos años. Por estas razones es necesaria la inmediata incorporación en el marco normativo legal, mejorar sus técnicas de producción, lograr un adecuado manejo ambiental y buscar el desarrollo sustentable de sus operaciones y comunidades.

### 1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.

#### 1.2.1. Problema General.

- ¿Cuál será el tratamiento de liberación de minerales auríferos mediante lixiviación optimo en la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán?

#### 1.2.2. Problemas Específicos.

- ¿En qué medida afectara el pH de las soluciones lixiviantes en el tratamiento de minerales auríferos en la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán?

- ¿Encontrar el tiempo óptimo de operaciones en la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán?
- ¿Cuál será la dosificación adecuada de cianuro de sodio para el tratamiento minerales auríferos en la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán?

### **1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.**

#### **1.3.1. Objetivo General.**

- Determinar el tratamiento de liberación de minerales auríferos mediante lixiviación optimo en la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán

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

- Determinar el grado de afectación del pH de las soluciones lixiviantes en el tratamiento de minerales auríferos en la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán.
- Determinar el tiempo óptimo de operaciones en la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán.
- Determinar la dosificación adecuada de cianuro de sodio para el tratamiento minerales auríferos en la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán

### **1.4. JUSTIFICACIÓN.**

- Al realizar el presente trabajo de investigación sobre el tratamiento de liberación de minerales auríferos mediante lixiviación optimo en la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán. Nos brindara obtener información adecuada para realizar

ajustes a nivel industrial, y que nos permita desarrollar parámetros de control en la obtención de soluciones lixiviantes y mejoramiento de su recuperación.

Somos conscientes del grado de problemas que tienen los mineros en la recuperación de metales, al realizar este trabajo con la finalidad de buscar soluciones que beneficien tanto a la empresa como a los pobladores para mejorar nuestra calidad vida.

Los métodos, procedimientos y técnicas e instrumentos empleados en la investigación, una vez demostrada su validez y confiabilidad podría ser utilizados en otros trabajos de investigación.

## **1.5. DELIMITACIONES DEL ESTUDIO.**

### **1.5.1. Delimitación temporal.**

La investigación a realizar corresponde al periodo 2017.

### **1.5.2. Delimitación espacial.**

**Lugar:** Transformación y Procesos J&C SAC

**Distrito:** Sayán.

**Provincia:** Departamento Lima

## **1.6. VIABILIDAD DEL ESTUDIO.**

La realización de la presente investigación es viable, por cuanto se tiene los conocimientos teóricos, los medios técnicos y los recursos económicos necesarios. Los valores de Oro y Plata que quedaron residuales en la solución al final del proceso de cianuración en planta metalúrgica, para lo cual finalizada las etapas se procederá a



recuperar estos valores utilizando columnas con carbón activado mediante adsorción en carbón activado.

## CAPÍTULO II

### MARCO TEÓRICO

#### 2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.

##### 2.1.1 Investigación Relacionada con el Estudio.

Según (Patiño C., 2003), en su investigación sobre el Mejoramiento del control químico analítico en la extracción metalúrgica del oro y de la plata en los laboratorios del grupo de investigación en minerales Biohidrometalurgia y ambiente de la UIS,

Concluye que la determinación de los tenores de oro y plata en muestras minerales es más exacta cuando se emplea la técnica de ensayo al fuego combinada con la Absorción Atómica, ya que permite la cuantificación de cantidades muy pequeñas de estos metales que no pueden ser determinadas usando la técnica gravimétrica convencional.

La utilización de patrones para Absorción Atómica de Au y Ag preparados a partir de soluciones que contienen 1000 ppm de cianuro de sodio, permite una cuantificación más exacta de las concentraciones de estos metales en las muestras provenientes de los procesos de cianuración de minerales auroargentíferos.

La utilización de la técnica de extracción con MIBK de los complejos de oro en soluciones de cianuro, para eliminar interferencias en la cuantificación de oro, mostró ser un proceso que no ofrece ventajas desde el punto de vista analítico para los minerales empleados en este estudio. La extracción con solventes puede ser usada con éxito en muestras acuosas provenientes de la cianuración de minerales auroargentíferos más

complejos o para la cuantificación de oro en muestras de minerales que han sido llevadas a digestión total.

Las técnicas de análisis químico empleadas en el Grupo de Investigaciones en Minerales, Biohidrometalurgia y Ambiente para la caracterización fisicoquímica de los minerales auroargentíferos, así como los análisis fisicoquímicos aplicados en los procesos metalúrgicos de extracción de oro y plata, fueron revisados sistemáticamente y mejorados con el fin de brindar mejor soporte y apoyo técnico al sector minero regional y nacional.

En el estudio de la tesis “Optimización del proceso de lixiviación clorurante en medio ácido oxidante de concentrados sulfurados de cobre”, el autor (Fernández Salinas, 2007), señala:

La velocidad de reacción de lixiviación en soluciones ácidas del concentrado de cobre es un sistema cuadrático en la reacción química, controlado por la difusión del ión férrico formado durante la reacción una capa de azufre elemental formada durante la reacción. La extracción alcanza una recuperación 76 % de cobre en un periodo de 8 horas de reacción, con muestras de concentrados sulfurados con tamaños de partículas de 70% - 200 mallas. El modelo matemático a escala natural obtenido con el diseño factorial que se ha aplicado en la investigación de lixiviación de concentrado de cobre es:

$$Y = 27.803 - 2.060\text{FeCl}_3 + 2.39\text{NaCl} - 1.116\text{NaNO}_3 - 0.659\text{FeCl}_3 * \text{NaCl} + 1.35\text{FeCl}_3 * \text{NaNO}_3 + 0.353\text{NaCl} * \text{NaNO}_3 + 0.714\text{FeCl}_3 * \text{NaCl} * \text{NaNO}_3$$

El modelo matemático a escala natural obtenido con el diseño rotatable hexagonal en la etapa de optimización es:

$$Y = 49.32 + 0.056\text{FeCl}_3 + 0.185\text{NaCl} + 0.017(\text{FeCl}_3)^2 + 0.00032(\text{NaCl})^2 + 0.0021\text{FeCl}_3 \cdot \text{NaCl}$$

Las cantidades óptimas de reactivos obtenidas mediante el modelo empírico para el  $\text{FeCl}_3$  y  $\text{NaCl}$  son 169.75 gr/lit, 293.75 y 40 gr/lit respectivamente. Estas ecuaciones empíricas nos permite establecer que el parámetro principal de la lixiviación en un ambiente ácido oxidante clorurante es el cloruro férrico ( $Z_1$ ), seguido del cloruro sodio ( $Z_2$ ) que tiene influencia en este proceso y la interacción entre ellos es muy pequeña.

En la investigación sobre "Optimización del proceso de aglomeración y lixiviación en una planta de lixiviación de cobre"; el autor (Marcos Álvarez, 2012) señala las siguientes conclusiones, basadas en su parte experimental del estudio realizado:

El cálculo de las ratios de consumo de ácido sulfúrico y agua en el proceso de aglomeración de mineral oxidado de cobre, este un proceso previo al proceso de lixiviación, se realiza a partir de las reacciones químicas entre las especies mineralógicas, el ácido sulfúrico y agua.

Considerando como variables de entrada el porcentaje de cobre soluble en ácido sulfúrico (%CuSAc), porcentaje de fierro oxidado (%FeOx), porcentaje de carbonatos ( $\%\text{CO}_3^{2-}$ ), factor de seguridad, porcentaje de pureza de ácido sulfúrico ( $\%\text{H}_2\text{SO}_4$ ), porcentaje de humedad inicial (% $H_f$ ), y porcentaje de humedad final (% $H_i$ ). Obtenemos un modelo matemático para calcular el ratio de consumo de ácido sulfúrico y agua en el proceso de aglomeración de mineral oxidado de cobre.

El consumo de ácido sulfúrico durante la aglomeración depende principalmente del porcentaje de cobre soluble en ácido (%CuSAc), porcentaje de hierro oxidado (%FeOx) y porcentaje de carbonatos (%CO<sub>3</sub><sup>2-</sup>), contenidos en el mineral oxidado de cobre chancado, proveniente de la mina Cuajone; de acuerdo al modelo matemático obtenido.

El mayor efecto en la ratio de consumo de ácido sulfúrico es por los altos valores de carbonatos (%CO<sub>3</sub><sup>2-</sup>), principalmente por la presencia de malaquita, azurita, caliza y dolomita, como especies mineralógicas en mina cuajone. Las 2 últimas especies mineralógicas al reaccionar con el ácido sulfúrico producen sulfatos de calcio y magnesio, los cuales generan canalizaciones en las pilas de lixiviación industriales.

Las pruebas de lixiviación en columnas y la evaluación económica, dio como resultado que la concentración crítica de ácido sulfúrico en la solución lixivante durante la etapa de riego es de 8gpl. La relación [Cu<sup>2+</sup>]/[FeT] en las soluciones de percolación aumenta en un 33% con respecto al proceso normal.

### **2.1.2. Otras Investigaciones.**

Reciclaje de chatarra de joyería para la recuperación hidrometalúrgica de plata (Barrientos C. Martins A., 2009).

Concluye que las aleaciones originales de las muestras 1 y 2 presentaron los mismos metales, teniendo una pequeña diferencia en los valores de las proporciones. Mientras que los principales metales de la aleación de la chatarra de joyería de 10 k, determinados por el análisis químico de espectrometría de absorción atómica fueron Au, Ag y Cu,

siendo las proporciones para la muestra 1: 45.39% de Au, 16.84% de Ag y 35.91% de Cu; y para la muestra 2: 46.71% de Au, 3.90% de Ag y 39.92% de Cu.

En la lixiviación con  $\text{HNO}_3$  las condiciones óptimas para una total lixiviación de la plata y el cobre para la muestra 1 fueron 32 mL de  $\text{HNO}_3$ , 1.5 horas (90 minutos) y temperatura de  $42^\circ\text{C}$ , y para la muestra 2 las condiciones óptimas fueron 45 mL de  $\text{HNO}_3$ , 2.25 horas (135 minutos) y  $43^\circ\text{C}$ .

El residuo sólido de oro obtenido en la lixiviación con  $\text{HNO}_3$  en las condiciones óptimas presentó una proporción próxima a 96%, según los resultados del SEM/EDS. Así, la lixiviación con  $\text{HNO}_3$  permitió aumentar la proporción de oro de 45% de la chatarra original para una proporción de 96% para el residuo sólido de lixiviación.

El método de calcinación a partir de  $\text{AgCl}$ , alcanzó una proporción de 94% para la recuperación de la plata, siendo los principales contaminantes el Au y el Sn con proporciones próximas a 2%.

## **2.2. BASES TEÓRICAS.**

### **2.2.1. Purificación y Concentración de la Solución Lixiviada.**

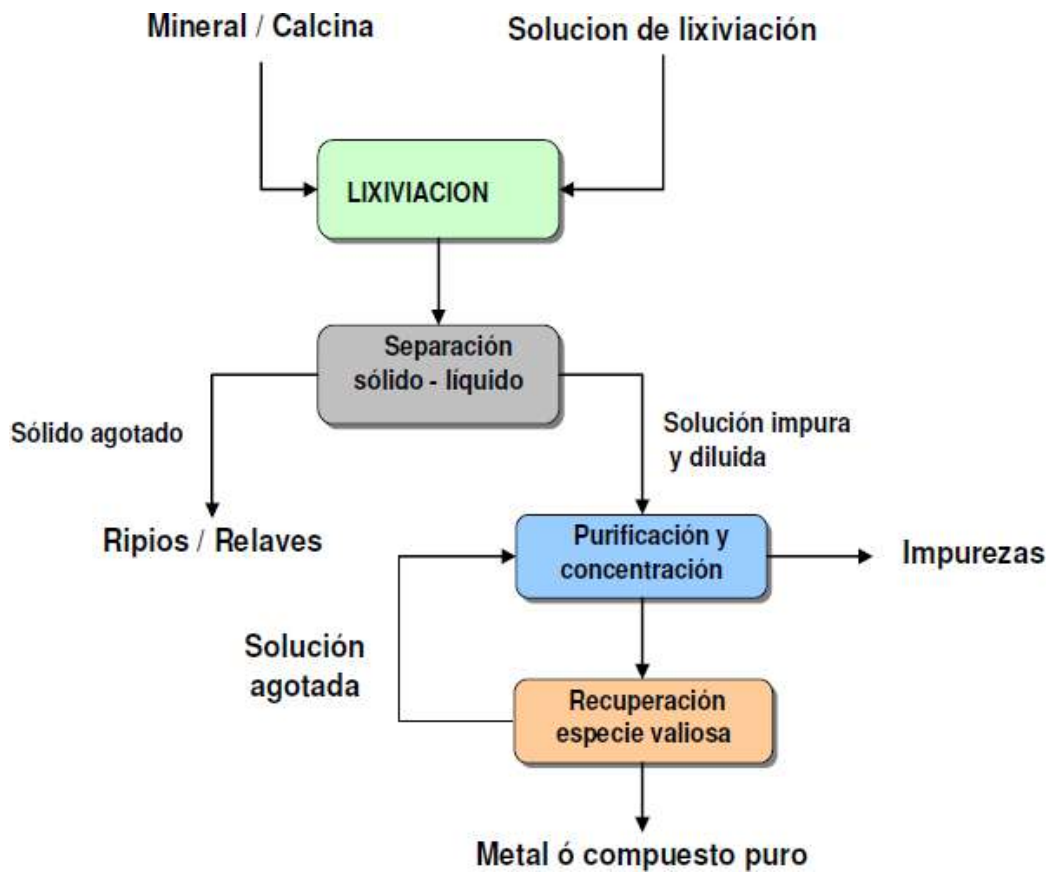
En el proceso de purificación o de concentración, existen dos fases en Contacto (líquido - sólido o líquido - líquido). (Almiron Velasquez, 2016). Se trata de un proceso de:

- Purificación si la impureza va a la otra fase.
- Concentración si el elemento deseado va a la otra fase.

Los procesos de purificación y/o concentración se pueden dividir en varias Categorías:

- Hidrólisis
- Cementación
- Precipitación de un compuesto específico
- Extracción por solventes
- Resinas de intercambio iónico

Fig. 1: Esquema general del tratamiento hidrometalúrgico de un mineral.



Nota: (Soto Barinotto & Solís Solís, 2012). Caracterización y optimización de parámetros de SX/EW para la obtención de cobre electrolítico a nivel laboratorio. Pág. 17

### 2.2.2. Extracción por Solventes (SX).

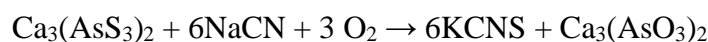
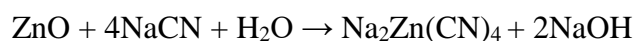
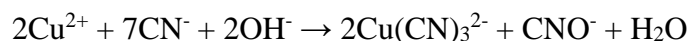
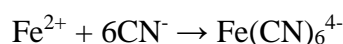
El método de purificación que ha tenido un espectacular desarrollo en estos últimos 30 años, ha sido el proceso de extracción por solventes o proceso SX. Debido a esto alrededor del mundo existen numerosas plantas que operan actualmente en la separación, purificación y concentración de más de una treintena de elementos químicos, como cobre, níquel, cobalto, zinc, uranio, molibdeno, tungsteno, vanadio, tierras raras, zirconio, hafnio, niobio, tantalio, boro, germanio, arsénico, renio, torio, el grupo de los metales del platino, berilio y otros. (Almiron Velasquez, 2016)

### 2.2.3. Influencia de compuestos extraños del mineral en el proceso de cianuración.

Muchos investigadores están de acuerdo que la disolución de oro por cianuro está controlada por difusión, pero en la lixiviación industrial con cianuro, las sustancias consumidoras de oxígeno pueden afectar decididamente la velocidad de extracción del oro.

La pirrotita (y la pirita, en menor grado), el cobre, el zinc (y todos los metales fundamentales), arsénico y minerales de antimonio, consumen cianuro.

Algunas de las reacciones de cianicidas conocidas, se citan a continuación:

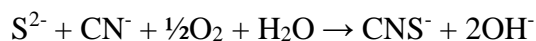




Los iones de metales comunes ( $\text{Cu}^{2+}$ ,  $\text{Fe}^{2+}$ ,  $\text{Fe}^{3+}$ ,  $\text{Mn}^{2+}$ ,  $\text{Ni}^{2+}$  y  $\text{Zn}^{2+}$ ), con el cianuro forman complejos estables, consumiéndolo, reduciendo su actividad y retardando la cianuración del oro.

La velocidad de cianuración del oro no está afectada por la presencia de esos iones cuprocianuros, en tanto se mantenga un exceso de cianuro en solución [ $(\text{CN total en solución}) / (\text{Cu total en solución}) > 4$ ]. Por lo tanto, si en la mena existen elevados niveles de cobre soluble en cianuro, que no pueden ser eliminados antes de la cianuración, se deberá añadir un exceso significativo de cianuro. Cuando la solución de lixiviación contiene más de 0,03% de cobre, el  $\text{Cu}_2(\text{CN})_2 \cdot 2\text{NaCN}$  puede ser precipitado por acidificación controlada con ácido sulfúrico. El cianuro debería ser regenerado a partir de este precipitado. En la práctica industrial, si se permite que el contenido de cobre de la solución de lixiviación pase de 0,03%, la disolución de oro disminuye considerablemente. La recuperación de oro a partir de soluciones que contienen cobre, tiene que llevarse a cabo por el proceso carbón en pulpa (CIP), ya que la precipitación de oro con zinc es ineficiente en presencia de elevados niveles de cobre.

Los minerales sulfurosos reaccionan con el cianuro y oxígeno para formar iones tiocianatos:



La adición de una cantidad de cal pre-determinada y la agitación de las pulpas con alto contenido de minerales de pirrotita, arsénico y/o antimonio (los llamados minerales refractarios), es un pre-requisito a la cianuración. A esta etapa, le sigue una cianuración

convencional con la notoria reducción de consumo de cianuro y la separación de los sulfuros solubles como sulfatos básicos, oxidar el ferroso y precipitarlo en la forma de hidróxidos férricos.

#### **2.2.4. El pH y Eh en la cianuración**

El mecanismo físico químico de la lixiviación del oro con soluciones de cianuro tiene su interpretación por diagramas de equilibrio Eh vs. pH para sistemas oro-agua, cianuro agua y oro-cianuro-agua.

El oro puede formar especies de óxidos insolubles (óxido áurico hidratado:  $\text{Au}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O} \leftrightarrow 2\text{Au}(\text{OH})_3$  o peróxido de oro,  $\text{AuO}_2$  a potenciales relativamente altos. Ambos óxidos son termodinámicamente inestables y por lo tanto fuertes oxidantes. La fuerza oxidante de estos óxidos depende de la acidez del sistema y declina cuando incrementa el pH.

El ácido cianhídrico (HCN) y los iones de cianuro ( $\text{CN}^-$ ) que forma el complejo auroso de cianuro ( $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ ), son las especies estables a muy bajos potenciales, siendo el último, predominante a pH mayores a 9,24. A potenciales elevados, el ion cianato ( $\text{CNO}^-$ ), es la única especie estable.

#### **2.2.5. La alcalinidad de la solución**

La reducción de la descomposición del cianuro se logra mediante la adición de cal en forma de lechada que es la alcalinidad protectora. Es usual mantener esta alcalinidad mediante la adición de aproximadamente 1,0 libras de cal por tonelada de mineral. El efecto benéfico de la cal se manifiesta por el efecto logrado en la sedimentación de las partículas finas o lamas.

En algunos casos, para propósitos específicos, la alcalinidad protectora se mantiene mediante el uso de otros álcalis como el hidróxido de sodio y carbonato de sodio; estos álcalis, sin embargo, generalmente no son agentes de sedimentación efectivas.

El hidróxido de calcio presente en la solución de cianuración cumple funciones específicas, como:

- ✓ Previene la pérdida de cianuro por hidrólisis: ( $\text{NaCN} + \text{H}_2\text{O} = \text{HCN} + \text{NaOH}$ ) haciendo que la reacción sea favorecida hacia la izquierda.
- ✓ Previene la pérdida de cianuros por efecto de la acción del dióxido de carbono del aire:  
$$2\text{NaCN} + \text{CO}_2 + \text{H}_2\text{O} = 2\text{HCN} + \text{Na}_2\text{CO}_3$$
- ✓ Neutraliza los compuestos ácidos y los que generan acidez, tales como sales ferrosas, férricas, sulfatos, etc.
- ✓ Ayuda en la sedimentación de las partículas finas, consiguiéndose la clarificación de la solución cargada de metales preciosos.

### 2.2.6 Concentración de cianuro

La velocidad de disolución del oro en solución de cianuro alcanza un máximo al pasar de soluciones concentradas a diluidas. Hay variaciones muy grandes en la fuerza de la solución que provoca la máxima velocidad de disolución del oro, probablemente debido a la variedad de las técnicas empleadas en la determinación experimental de los resultados.

Las variaciones incluyen factores como, la razón del volumen de la solución a la superficie del oro y las mencionadas anteriormente. Si es empleado un gran volumen de

solución de cianuro y la superficie expuesta por el oro es relativamente pequeña y la agitación es suficientemente intensa para favorecer la difusión de los productos de la reacción, entonces el factor restrictivo que gobierna la velocidad de disolución del oro sería la concentración de oxígeno en la solución en contacto con el oro.

### 2.3. DEFINICIONES CONCEPTUALES.

- ✓ **Ag. Plata.**
- ✓ **Alta calidad.** Mineral rico. Se refiere a la minería selectiva del mejor mineral existente en un depósito.
- ✓ **Análisis.** Ensayo o prueba química a la que es sometida una muestra de minerales con la finalidad de determinar la cantidad de metal útil o precioso que contiene.
- ✓ **Cabeza Mineral:** Muestra inicial que va a ingresar a un proceso metalúrgico.
- ✓ **Cianuro de sodio.** Producto químico altamente tóxico usado en la extracción de minerales de oro para disolver el oro y la plata.
- ✓ **Concentradora.** Instalación donde se concentra o recupera minerales sulfurados, óxidos, etc. con valor económico.
- ✓ **Dosificación.** Acción por el cual graduar las dosis de un cantidad o porción de solución de reactivos otras cosas.
- ✓ **Ley.** Es el parámetro que expresa la calidad de un mineral, un concentrado, o cualquier producto que contenga especies metálicas. Normalmente la ley se expresa en porcentajes cuando se trata de metales básicos Onzas por tonelada corta (oz./TC) o onzas por tonelada métrica (oz./TM) o gr./TM cuando se trata de oro, plata u otro metal precioso.
- ✓ **Lixiviación:** Llamada disolución selectiva, es un proceso donde interviene un material sólido de origen, un agente lixivante (disolvente) que normalmente está disuelto en la

solución acuosa y ocasionalmente un agente externo que actúa como oxidante o reductor y participa en la disolución del metal de interés mediante un cambio en los potenciales de óxido-reducción (potencial redox) de la solución lixivante.

- ✓ **Mineral.** Sustancia inorgánica que se halla en la superficie o en las diversas capas de la corteza del globo, y principalmente aquella cuya explotación ofrece interés. Parte útil de una explotación minera.
- ✓ **Muestra.** Porción pequeña de roca o de depósito mineral, retirada de modo tal que el contenido de metal puede ser determinado por ensayo.
- ✓ **Optimización.** Es el proceso de modificación de un sistema para mejorar su eficiencia o también el uso de los recursos disponibles.
- ✓ **pH.** Manera de expresar la concentración de ión hidrógeno con términos de potencias, el logaritmo negativo de la concentración de ión hidrógeno.
- ✓ **Pirita:** Mineral de Sulfuro de Hierro, también llamada oro de los tontos por su parecido a ese metal.
- ✓ **Planta.** Instalación industrial. Figura que forman sobre el terreno los cimientos de un edificio o la sección horizontal de las paredes en cada uno de los diferentes pisos.
- ✓ **Proceso.** Conjunto de las fases sucesivas de un fenómeno natural o de una operación artificial.
- ✓ **Recuperación:** Se refiere al porcentaje de metal total contenido en la mena que se recupera en el concentrado.
- ✓ **Relave:** Material resultante del proceso de concentración de minerales, que contiene muy poco material valioso, que pueden ser tratadas o desechadas.
- ✓ **S.A.** Sociedad anónima.

## **2.4. FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS.**

### **2.4.1. Hipótesis General.**

Con un adecuado tratamiento de lixiviación nos permitirá optimizar la liberación de minerales auríferos en la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán

### **2.4.2. Hipótesis Específicas.**

- Determinar el grado de afectación del pH de las soluciones lixiviantes nos permitirá mejorar el tratamiento de minerales auríferos en la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán.
- Determinar el tiempo óptimo de operaciones nos permitirá mejorar el tratamiento de minerales auríferos en la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán.
- Determinar la dosificación adecuada de cianuro de sodio nos permitirá mejorar el tratamiento de minerales auríferos en la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán

## CAPITULO III

### METODOLOGÍA

#### 3.1. DISEÑO METODOLÓGICO

##### 3.1.1. Tipo Investigación.

**De acuerdo a su naturaleza:** Documentada y de campo

**De acuerdo al propósito o utilización:** Investigación aplicada.

Se realiza investigación documentada - campo y aplicada, en este trabajo ya que se realiza búsqueda de información, aplicación de fórmulas con diferentes variables de acuerdo a los objetivos de la investigación, para posteriormente aplicar en el proceso de dimensionamiento (Naghi, 2005).

##### 3.1.2. Enfoque de Investigación.

Es una investigación cuantitativa por que se cuantificara las informaciones y como resultado resultan las dimensiones de los equipos que están involucrado en el proceso.

**De acuerdo su característica:** Análisis de causa – efecto.

**De acuerdo su proceso:** Probatorio.

**De acuerdo a sus bondades:** Generalización de resultados

### 3.2. POBLACIÓN Y MUESTRA.

#### 3.2.1. Población.

La población está representada por minerales que se encuentra en proceso de lixiviación de la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán

#### 3.2.2. Muestra.

La muestra para el trabajo de investigación metalúrgica se extraerá de la solución de lixiviación de forma directa, con dicho muestreo se realizará en el laboratorio químico de la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán.

### 3.3. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES E INDICADORES.

*Tabla 1. Operación de variables*

<b>Variable Independiente</b>	<b>Indicador</b>
Tratamiento de lixiviación	- Concentración de Cianuro de sodio. - Cal - Dosificación de Nitrato de plata
<b>Variable Dependiente</b>	
Optimizar la liberación de minerales auríferos	- Ley de mineral - Recuperación. - Desplazamiento de partículas.
<b>Variabes Intervinientes.</b>	
	- Densidad, pH, Tiempo, etc.



### **3.4. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS 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 (Cegarra, 2011).

##### **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 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. TÉCNICAS PARA EL PROCESAMIENTO DE LA INFORMACIÓN.**

Se usará el análisis estadístico, usando programas de cálculo como Excel, Minitab 17, SPSS, simuladores, etc., para luego mostrar la información, mediante tablas, registros, figuras, promedios, medianas, desviación estándar y otros (Hernández, 2014).

## CAPITULO IV

### RESULTADOS

#### 4.1. Condiciones de trabajo o procedimiento

##### 4.1.1. Sección de lixiviación (cianuración) y adsorción con carbón activado.

###### a. La cianuración

En la planta utilizamos el método de cianuración, ya que utilizamos cianuro de sodio ( $\text{NaCN}$  al 7%), sabemos que la cianuración es el método más importante que se ha desarrollado para la extracción del oro de sus minerales. La química del proceso de cianuración se basa en el hecho, de que bajo condiciones oxidantes, el oro y la plata puede disolverse y acomplejarse en soluciones de cianuros alcalinos.

La cianuración en la planta comienza desde el molino N° 01 y termina en los tanques, el oro contenido en el licor resultante de la lixiviación, lo recuperamos mediante el proceso de adsorción en carbón activado.

Cuando en los minerales se encuentra el oro libre, la práctica usual es separarlo por medios gravimétricos, una partícula de oro de 45 micras de espesor, no tardaría más de 12 horas para disolverse, y una de 150 micras de espesor no tardaría más de 48 horas para disolverse. La velocidad de disolución esta acondicionada de otros factores como: la aireación, agitación, composición química, concentración de cianuro, grado de liberación de oro entre otros.

###### b. Lixiviación por agitación

Nosotros como practicantes sacamos muestra a cada hora ya sea del (molino, overflow y del relave) también medimos la densidad y el pH de cada uno de ellos luego obtenida la muestra lo llevamos a laboratorio para titular.

El proceso de carbón en cianuración (CIL) consiste esencialmente en adsorber los iones complejos de oro  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  directamente desde la pulpa que está siendo cianurada con carbón activado. La disolución del oro por cianuración después de ser molido el mineral, se realiza en una serie de tanques en los cuales la pulpa es agitada en presencia de aire.

*Figura N° 1: Tanques de agitación*



*Tabla 2: Capacidad, volumen geométrico y útil y tiempo de residencia de los tanques de agitación*

AREA AGITACION				
Agitador	Capacidad	Volumen geométrico	Volumen útil	Tiempo de residencia
Agitador N° 1	10' x 10'	785.4 pie <sup>3</sup>	777.5 pie <sup>3</sup>	10Hr.
Agitador N° 2	8' x 9'	452.4 pie <sup>3</sup>	442.4 pie <sup>3</sup>	9Hr.
Agitador N° 3	8' x 9'	452.4 pie <sup>3</sup>	447.4 pie <sup>3</sup>	9Hr
Agitador N° 4	8' x 9'	pie <sup>3</sup>	449.9 pie <sup>3</sup>	9Hr

### c. Parámetros de control en el circuito de lixiviación

**pH:** El pH es uno de los factores más importantes en el control de cianuración donde se debe mantener en un pH mayor que 10 y menor a 12 caso contrario abra una variación de recuperación en la cianuración y abra efectos nocivos de pueden afectar a la salud como la provocación del gas cianhídrico el cual hay que evitar con un

buen control. Este parámetro lo controlamos con una solución de NaOH preparada al 5%.

**El pH de la pulpa depende:** De la naturaleza de los minerales, Las sustancias disueltas en el agua, Composición y Cantidad de reactivos.

*Figura N° 2: Cilindro del reactivo*



**Alcalinidad de la solución:** La reducción de la descomposición del cianuro se logra mediante los álcalis a fin de formar la alcalinidad protectora como el NaOH. Cuando se utiliza hidróxido de calcio, la velocidad de disolución decrece rápidamente cuando la solución de cianuro tiene un pH cercano a 11, y la disolución es despreciable a un pH de 12.

**Granulometría del mineral:** Se obtienen concentrados con una recuperación excelente. La cual lo controlamos mediante la disolución (densidad de pulpa) la cual es para dar soluciones más rápidas, y también mediante la malla – 200 la cual es más exacta.

**Pulpa:** Es importante el control de la pulpa en el alimento a los tanques de agitación, si la pulpa tiene una densidad muy alta esto nos indicará una molienda gruesa, y sus efectos serán; un tiempo mayor de agitación y una posible

sedimentación de la pulpa, baja calidad de concentrados, bajas recuperaciones, obstrucción y un menor consumo de reactivos.

**Concentración de oxígeno:** El uso del oxígeno es indispensable para la disolución del oro, bajo condiciones normales de cianuración, una solución de cianuro de sodio al 0.1% y a 25°C se observa que la velocidad de disolución del oro es directamente proporcional al contenido de oxígeno del gas usado, deduciéndose que la velocidad de disolución del oro es soluciones de cianuro es directamente proporcional a la presión parcial del oxígeno.

*Tabla 3: Velocidad de disolución (mg/cm<sup>2</sup> .h)*

<b>% de oxígeno</b>	<b>Velocidad de disolución (mg/cm<sup>2</sup> .h)</b>
<b>0.0</b>	0.04
<b>9.6</b>	1.03
<b>20.9</b>	2.36
<b>60.1</b>	7.62
<b>99.5</b>	12.62

#### d. **Reactivos**

**Cianuro de Sodio (NaCN):** Se usa como solución lixíviante de oro formando complejo aurocianuro; se prepara 12Kg de NaCN en 171.43L, esto nos da una concentración de 7%. Con un consumo entre 2.24 - 3.36 Kg/día. (Depende si se utiliza solución barren o agua fresca). La dosificación se realiza en la entrada del molino 01.

*Figura N° 3: alimentación de cianuro de sodio.*



**Yoduro de potasio (IK):** Se usa para titulación, de esta manera hallar la fuerza de NaCN; se prepara con 25g de IK en 250 ml, esto nos da una concentración del 10%.  
Con un consumo de 1.5 - 2 ml/día.

**Nitrato de Plata ( $\text{AgNO}_3$ ):** Es una solución estándar para titular; se prepara con 4.33g de  $\text{AgNO}_3$  en 1000ml, Con un consumo de 114 - 171ml/día.

**Ácido Muriático ( $\text{HNO}_3$ ):** Se consume por cada 50kg de carbón 1Lt. Por campaña aprox. 10.5Lt/campaña.

*Figura N° 4: ácido muriático*



**Hidróxido de Sodio ( $\text{NaOH}$ ):** Es un regulador de pH muy poderoso; se usa en solución juntos con el CNNa. Se prepara 8Kg de NaOH en 171.43L, esto nos da una concentración de 5%. Con un consumo entre 1.6 - 2.4 Kg/día (depende si se utiliza solución barren o agua fresca).

Figura N° 5: hidróxido de sodio sólido.



**Agua Fresca:** Es el diluyente universal y es utilizado para actividades de procesos y entre otras; esta es abastecida a una poza de 3020.4 m<sup>3</sup> desde una poza de agua acarreada por cisterna.

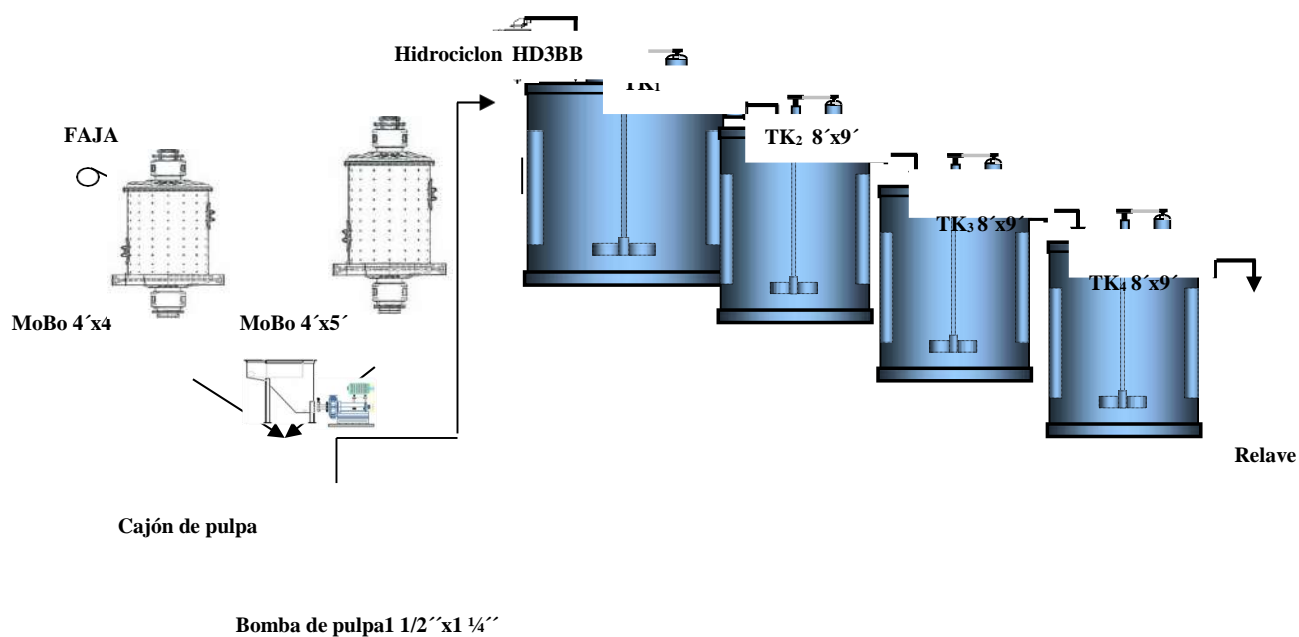
Figura N° 6: cisternas para el acarreo de agua.



**Solución Barren (Agua Re circulada):** Esta es la solución clarificada del relave del proceso el cual se encuentra depositado en la relavera sobre los sólidos sedimentados. Esta solución es bombeada a una poza, desde la cual abastece al proceso como diluyente, ya que esta contiene partículas de oro y CN<sup>-</sup> en suspensión los cuales favorecen al control de las variables del proceso de la planta.



Figura N° 7: circuito del área de lixiviación y adsorción con carbón activado.



#### e. Adsorción con carbón activado

Es la etapa final del proceso de recuperación del oro, se realiza en cuatro tanques de adsorción continuos, por medio del proceso CIL, el primer y segundo tanque son abastecidos con 150 - 120 kg de carbón húmedo, el tercero y cuarto con 120 - 150 kg cada uno, al final de cada campaña aproximado de 7 a 10 días se realiza la cosecha del carbón la cual es enviado a un siguiente proceso de desorción del oro a altas temperaturas. La desorción no lo realizamos en la planta, esto lo realiza otra empresa.

Cada tanque con los cálculos realizados para un porcentaje de sólidos de 28.6 – 34.7 % de sólidos se adiciona de 13 a 15 kg de carbón seco por metro cubico, para cada tanque es necesario añadir un aproximado de 120 a 150 kg de carbón húmedo, a una humedad del 37% en promedio.

En la planta nuestro analista químico lleva a diario muestras de carbón para ver qué cantidad de oro atrapado el carbón.

Tabla 4: datos de operación

	TK - 1	TK - 2	TK - 3	TK - 4
<b>Motor</b>				
Marca	SIEMENS	SIEMENS	SIEMENS	SIEMENS
Potencia	5.8 kw	5.8 kw	5.8 kw	5.8 kw
HP	20	7.5	7.5	7.5
Hz	50	60	60	60
RPM	1465	1200	1200	1200
V	220/380	230/460	230/460	230/460
A	32.4/9.3	18.6/9.3	18.6/9.3	18.6/9.3
f.s	1.15	1.15	1.15	1.15
Rendimiento	85 %	85 %	85 %	85 %
Cos $\varphi$	0.85	0.85	0.85	0.85
Lubricación	aceite	aceite	TK - 3	TK - 4
Conexión	trifásica	trifásica		

#### f. Cosecha de carbón

Cuando el análisis hecho a los carbones esta está en los límites establecidos, el analista químico informa al jefe de planta que se realice la cosecha, la cosecha viene a ser sacar el carbón cargado de los tanques.

La cosecha se realiza cada 8 a 10 días, los pasos para la cosecha son las siguientes: Se para la operación de toda la planta, es decir se apaga todas maquinas que operan incluyendo la dosificación del reactivo y agua, a excepción los agitadores de los tanques.

Se conecta las tuberías de descarga a unas bandejas que tienen una malla adecuada para que el carbón se quede en la bandeja y la pulpa se vaya a la relavara.

Se abre las llaves de descarga empezando del tanque n° 01 y terminando en el tanque no 04, el carbón retenido se ensaca.

Luego una vez parada la agitación de los tanques se procede al lavado del tanque ya

que queda en la parte inferior pulpa con carbón, para esto con ayuda de agua a presión se realiza el lavado de cada tanque.

Por último, el carbón húmedo es secado en una cancha de loza. Una vez casi seca se procede a ensacar en costales diferentes numeradas de acuerdo al tanque que le pertenece, es pesada para su venta respectiva.

#### **g. Lavado del carbón**

El lavado del carbón que va ingresar a los tanques se realiza de la siguiente manera:

Se pesa el carbón que va ingresar a los tanques aproximadamente 600 kg.

El carbón se hace en una bandeja que tiene una malla determinada en la parte inferior para eliminar las partículas de carbón pequeñas y posteriormente se lava con agua.

El carbón se adiciona en un cilindro se adiciona agua y por cada 50 kg de carbón se adiciona 1Lt de ácido muriático, se mezcla y se deja que reaccione aproximadamente 20 min.

Por último, se lava nuevamente el carbón con agua las veces que fueran necesarias, se ensacan para posteriormente ser adicionada a los tanques.

*Figura N° 8: lavado de carbón desactivado*



#### 4.1.2. Sección Relave.

Como sabemos el mineral concentrado debe ser previamente reducido en su contenido de agua. En la planta concentradora Transformaciones y Procesos J&C SAC Sayán - Huacho, la eliminación de agua (solución barren) se realiza únicamente por sedimentación natural en la poza del relave.

A estos depósitos se alimenta la pulpa concentrada (ganga con valores de oro) por medio de tuberías de 4pulg colocando en la compuerta del tanque de adsorción numero cuarto y a medida que la cancha se va llenando, son protegidas con muros del mismo relave que permite la filtración y la remoción del agua clarificada, que son depósitos de menor volumen. Las partículas valiosas se sedimentan por acción de la gravedad y el agua es separada casi limpia para su recirculación.

##### a. Deposición de relave

El relave del circuito es llevado por una tubería y por acción de la gravedad, a un depósito ubicado en la parte inferior de la pendiente en que está situada la planta; ese depósito tiene una extensión  $2700.4\text{m}^3$ , que ha sido adecuada para permitir una sedimentación natural de las partículas sólidas y lograr que el agua clarificada sea expulsada.

*Figura N° 9: relavara*



## b. Sistema de bombeo de agua

Recirculación de la solución barren La estación de bombeo, tiene la función de disminuir la capacidad de agua necesaria para el consumo de la planta concentradora. El agua (solución barren) proviene del relave que es bombeado en un rotulas, y mediantetuberías es conectada a la entrada del molino n° 01, esta agua recirculada ya contiene un determinado porcentaje de cianuro por la cual ayuda ahorrar el consumo de cianuro diario y además el consumo de NaO.

*Figura N° 10: sistema de recirculación de agua.*



### 4.1.3. Procedimiento Experimental.

#### a) Control de la fuerza de cianuro

1. Sacar muestras de los principales puntos (salida del molino 1, O/F y del relave).
2. Filtrar cada una de las muestras.
3. Tomar 10ml. De cada una de las muestras para la titulación, la cual es depositada en vasos de precipitación.
4. Titular usando  $\text{AgNO}_3$  preparado a una solución de 4.33gr/Lt y como indicador 3 gotas de KI preparado al 10%. Cuando tu muestra haya cambiado de color de clara de huevo abra terminado la titulación.
5. Observar el volumen consumido de  $\text{AgNO}_3$  para calcular la fuerza de cianuro ( $F_{\text{CN}}$ ) por la relación ya conocida.
6. Luego los resultados se colocan el cuaderno de reporte.

**b) Control de las Densidades de Pulpa, Dilución y Malla -200**

1. Sacar muestras con ayuda de una bandeja de un litro de los principales puntos (salida del molino n° 1 y n° 2 con agua y sin agregar agua en los tropel, caja de bombeo, O/F, U/F y del relave).
2. Pesar las muestras para encontrar las densidades de pulpa en gr/Lot, esto se realiza cada hora para un mejor control.
3. Teniendo las densidades de pulpa y la gravedad específica (2.7), podemos calcular el porcentaje de sólidos (%S<sub>o</sub>) en cada punto.
4. Teniendo el porcentaje de sólido calculamos la dilución en cada punto y además podemos calcular el balance de materia y agua.
5. Para un mejor control de la granulometría del mineral se realiza mediante la malla – 200, en este caso vamos a controlar en la salida del molino n° 1 y O/F, la muestra sacada se deposita en una bandeja y se lleva al secador aproximadamente 15 a 20 minutos.
6. Se toma una muestra seca de 100gr, la cual es depositada en una malla 200, la cual será lavada con un chorro de agua cuidadosamente.
7. Una vez que el agua que pasa por la malla es clara, el mineral que queda en dicha malla es retirado, se seca y se pesa.
8. Para obtener la malla -200 se realiza lo siguiente: sabemos que el peso de la muestra es 100gr y el peso del mineral que fue retenido, por diferencia obtenemos cuanto de mineral ha pasado, la cual sería la malla buscada.

**c) Control de pH**

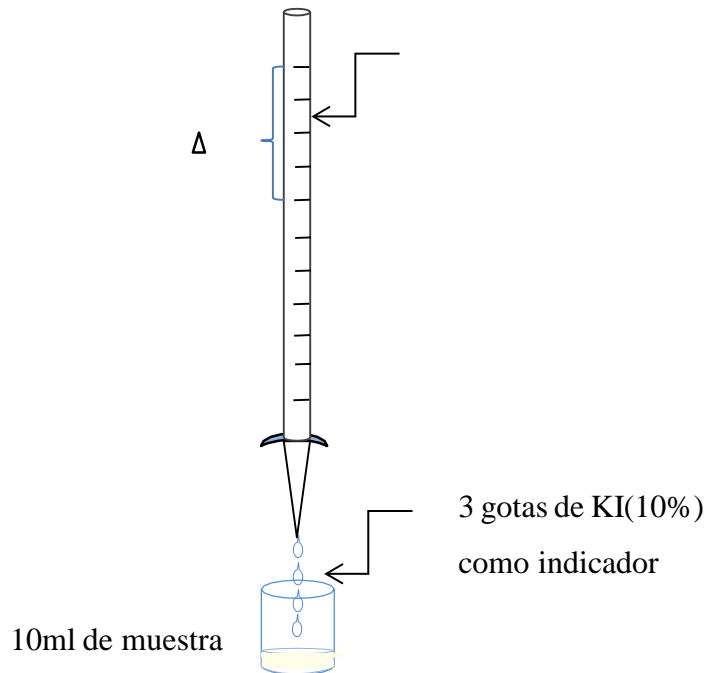
1. De la misma muestra sacada para la titulación se mide el pH con ayuda del papel pH universal (pH-metro).

2. Observar los cambios de color del papel pH universal para identificar el pH al que se encuentra.

**d) Control de la Fuerza de Cianuro**

El control de la fuerza de cianuro se realiza mediante titulación

$\text{AgNO}_3$  (4.33gr/Lt)



$$F_{CN} = \frac{\Delta V \times 0.25}{V_m}$$

Dónde:

$F_{CN}$ : Fuerza de cianuro.

$\Delta V$ : Volumen consumido de  $\text{AgNO}_3$ .

$V_m$ : Volumen de la muestra utilizada (10ml).

$$F_{CN} \text{ molino 1} = \frac{4\text{ml} \times 0.25}{10\text{ml}} = 0.1$$

$$F_{CN} \text{ O/F} = \frac{2.8\text{ml} \times 0.25}{10\text{ml}} = 0.07$$

$$F_{CN} \text{ relave} = \frac{1.6\text{ml} \times 0.25}{10\text{ml}} = 0.04$$

El control de la fuerza de cianuro se realiza cada hora en tres puntos principales en la salida del molino 1, o/F y del relave, la cual debe estar en un rango de 0.09 – 0.1, 0.06 – 0.08 y 0.035 – 0.05 respectivamente.

El control de caudal del reactivo se da según la fuerza de cianuro.

Si la fuerza de cianuro está por debajo de los límites establecidos lo que hay que hacer es subir el caudal.

Si la fuerza de cianuro está por arriba de los límites establecidos lo que hay que hacer es bajar el caudal del reactivo.

Por lo tanto, es de suma importancia controlar bien el caudal del reactivo, para mantener las fuerzas de cianuro según los límites establecidos en cada punto la cuales son las siguientes:

	$Q_{rx}(\text{Cc}/\text{min.})$
Caudal del reactivo utilizando sol. Barren	450 a 500
Caudal del reactivo utilizando agua fresca	375 - 333.3

e) **Control de Densidad de Pulpa, Dilución y Malla -200**

***Control de la densidad de pulpa***

Para contralar las densidades de pulpa en los diferentes puntos lo primero que debemos saber es cuánto de mineral está entrando al molino 1, el caudal de agua para así encontrar las diluciones y la malla – 200. Teniendo estos datos también se puede hacer un balance general de materia y agua.



***Calculo del tonelaje de alimentación al molino (cabeza)***

Esto se calcula teniendo los siguientes datos:

- Factor de faja = 876
- Pie de faja (medida cada hora y se saca un promedio) = 0.76kg
- Tiempo de molienda (ojo con la faja prendida las 12 horas en caso de interrupción se descuenta las horas) = 12 Horas

$$T = \frac{876 \times 0.76 \times 12}{1000} = 8\text{TMH por turno} = \frac{16\text{TMH}}{D}$$

Porcentaje de humedad 3.2%

$$T = 16(0.968) = 15.5\text{TMS/D}$$

Este dato lo necesitamos por hora por que el control se realiza cada hora.

$$T = \frac{15.5}{24} = \frac{0.65\text{TMS}}{\text{Hra}}$$

***Calculo de caudal de agua entrante al molino 1.***

Esto se realiza con una bandeja que tiene una medida de 1Lt. Y se mide el tiempo que llena la bandeja, esto se realiza varias veces y se saca un promedio.

$$Q_{H_2O} = \frac{8.2\text{seg}}{\text{Lt}} = \frac{1\text{Lt}}{8.2\text{seg}} \times \frac{3600\text{seg}}{1\text{Hra}} \times \frac{1\text{m}^3}{1000\text{Lt}} = 0.44\text{m}^3/\text{Hra}$$

$$Q_{H_2O} = \frac{0.44\text{m}^3}{\text{Hra}} \times \frac{24\text{Hra}}{1\text{Dia}} = \frac{10.5\text{m}^3}{\text{Dia}}$$

Dónde:

$$Q_{H_2O} = \text{caudal del agua entrante al molino 1 en } \frac{\text{m}^3}{\text{Hra}}$$

Teniendo la carga, la cantidad de agua que está entrando al molino 1 podemos calcular la densidad de pulpa, dilución, malla -200 con que está saliendo del molino 1 y de esta manera poder graduar los chorros de agua que se agrega en los diferentes puntos hasta llegar a los límites establecidos.

Las densidades controladas en la planta son las siguientes:

*Tabla 5: Densidades de planta*

$\rho_p$ salida del molino 1	1600gr/Lt
$\rho_p$ salida del molino 1	1400gr/Lt
<b>con agua agregada en el tromel</b>	
$\rho_p$ salida del molino 2	1780gr/Lt
$\rho_p$ salida del molino 2	1600gr/Lt
<b>con agua agregada en el tromel</b>	
$\rho_p$ en el cajon de pulpa	1500gr/Lt
$\rho_p$ O/F	1280gr/Lt
$\rho_p$ U/F	1800gr/Lt
$\rho_p$ relave	1220gr/Lt

En el proceso estas densidades no deben variar demasiado para lograr una buena recuperación.

### ***Control de la dilución***

Teniendo las densidades de pulpa, la gravedad específica que es 2.7 podemos calcular el porcentaje de solido (%S) por la siguiente formula:

$$\%S_o = \frac{(\rho_p - 1) \times GE}{(GE - 1) \times \rho_p} \times 100$$

Donde:

$\%S_o$  = porcentaje de solido.

$\rho_p$  = densidad de pulpa (Kg/Lt).

GE = gravedad especifica del mineral (2.7).

*Tabla 6: Control de dilución*

<b>%S<sub>o</sub> salida del molino 1</b>	<b>59.6%</b>
<b>%S<sub>o</sub> salida del molino 2</b>	69.6%
<b>%S<sub>o</sub> en el cajon de pulpa</b>	52.9%
<b>%S<sub>o</sub> O/F</b>	34.7%
<b>%S<sub>o</sub> U/F</b>	70.6%
<b>%S<sub>o</sub> relave</b>	28.6%

Teniendo los porcentajes de solido podemos calcular la dilución con ayuda de la siguiente formula:

$$D = \frac{100 - \%S_o}{\%S_o}$$

Donde:

D: dilución ( $\text{m}^3\text{H}_2\text{O} / \text{TM min.}$ )

%S<sub>o</sub>: porcentaje de solidos

*Tabla 7: dilución por porcentaje de sólidos.*

Lugar de la muestra	Dilución en $\frac{\text{m}^3\text{H}_2\text{O}}{\text{TM min.}}$
<b>D. salida del molino 1</b>	0.68
<b>D. salida del molino 2</b>	0.44
<b>D. en el cajon de pulpa</b>	0.89
<b>D. O/F</b>	1.88
<b>D. U/F</b>	0.42
<b>D. relave</b>	2.5

Con estos datos obtenidos también se puede hallar los galones por minuto, el balance de material en TM/Hr y el balance de agua en  $\text{m}^3/\text{Hr}$ .

### *Calculando la carga circulante del hidrociclón*

Con ayuda de las densidades podemos calcular la carga circulante mediante la siguiente fórmula no es tan exacta, pero ayuda a solucionar problemas al instante:

$$R_{cc} = \frac{(\rho_{U/F} - 1)(\rho_F - \rho_{O/F})}{(\rho_{O/F} - 1)(\rho_{U/F} - \rho_F)}$$

Donde:

$\rho_{U/F}$  = densidad de pulpa del Under-Flow en Kg/Lt.

$\rho_{O/F}$  = densidad pulpa del Over-Flow en Kg/Lt.

$\rho_F$  = densidad de pulpa del cajón de bombeo en Kg/Lt.

$R_{cc}$  = radio de la carga circulante.

CC = carga circulante en %.

$$R_{cc} = \frac{(1.8 - 1)(1.5 - 1.28)}{(1.28 - 1)(1.8 - 1.5)} = 2.1$$

$$CC = 210\%$$

### *Calculando el balance de materia del circuito*

Con ayuda de la carga circulante podemos realizar el balance de materia del circuito.

*Tabla 8: Carga circulante – balance del material.*

Lugar de la muestra	Balance de material
	TM min./Hr
salida del molino 1	0.65
salida del molino 2	$2.1 \times 0.65 = 1.37$
en el cajon de pulpa	$0.65 + 1.37 = 2.02$
O/F	0.65
U/F	$2.1 \times 0.65 = 1.37$
relave	0.65

### *Calculando los GPM.*

Teniendo el balance de materia podemos calcular los galones por minuto en cada punto del circuito con ayuda de la siguiente formula:

$$GPM = \frac{18.3473 \times TMS/D}{\%S_0 \times \rho_p}$$

Donde:

GPM: galones por minuto.

TM/D: toneladas métrica secas tratado por día.

%S<sub>0</sub>: porcentaje de sólido.

ρ<sub>p</sub>: Densidad de pulpa (Kg/Lt).

*Tabla 9: Calculando los GPM*

Lugar de la muestra	GPM
<i>salida del molino 1</i>	2.98
<i>salida del molino 2</i>	4.8
<i>en el cajon de pulpa</i>	11.1
<i>O/F</i>	6.4
<i>U/F</i>	4.7
<i>relave</i>	8.2

### *Calculando los flujos de pulpa*

Teniendo los galones por minuto podemos calcular el flujo de la pulpa en metros cúbicos por hora de pulpa en cada uno de los puntos del circuito. El flujo de pulpa lo calculamos por la siguiente multiplicación

$$m^3 / Hr \text{ pulpa} = GPM \times 0.227125$$

### *Calculando el balance de agua*

Con ayuda de la dilución y el balance de materia podemos calcular el balance de agua.

*Tabla 10: Balance de agua.*

Lugar de la muestra	Balance de agua $\text{m}^3/\text{Hr}$
<b>salida del molino 1</b>	$0.68 \times 0.65 = 0.44$
<b>salida del molino 2</b>	$0.44 \times 1.37 = 0.60$
<b>en el cajon de pulpa</b>	$0.89 \times 2.02 = 1.80$
<b>O/F</b>	$1.88 \times 0.65 = 1.22$
<b>U/F</b>	$0.42 \times 1.37 = 0.58$
<b>relave</b>	$2.5 \times 0.65 = 1.63$

### *Control de la malla -200*

Para controlar la malla -200 se realiza lo siguiente:

*Tabla 11: Control de malla -200.*

100gr de muestra seco	Peso del mineral retenido en la malla en gr.	M - 200
Salida del molino 1	18	$(100 - 18) 100\% = 82\%$
O/F	15	$(100 - 15) 100\% = 85\%$

### **f) Control de pH**

El control de pH se da en tres puntos importantes en la salida del molino 1, O/F y del relave, la cual es medida con el papel pH universal. Los pH deben ser las siguientes:

*Tabla 12: Control de pH.*

Lugar del muestreo	Cambio de color	pH
pH. Salida del molino 1	Azul	12
pH. O/F	Celeste o Blanco	11 – 11.5
pH. relave	Celeste amarillento o Blanco	10.5 - 11

## 4.2. Resultados.

### 4.2.1. Simulación matemática del proceso de lixiviación.

#### a. Pruebas metalúrgicas

Muestras seleccionadas a dos tamaños (Run of Mine y 98% -200 M) fueron analizadas mediante pruebas de cianuración en sistemas de agitación, con el fin de evaluar su comportamiento metalúrgico y la influencia de las variables del mineral.

*Tabla 13: Parámetros de las pruebas de agitación*

Peso del Mineral	2 500 gr Run Of Mine 250 gr (-200M)
Fuerza NaCN (gr/lt)	4.9 / 2.8/ 1.5
pH	10.5
Dilución (L/S)	2.5
Velocidad de Agitación (rpm)	300
Tiempo de Cianuración (hr)	48

### b. Influencia del Cianuro

La cinética de disolución de oro es alta, variando por la activación de cianicidas y su derivación en compuestos inhibidores. Altas concentraciones de cianuro  $>4.8$  gr/lit se provoca a la activación total de estos en las primeras 12 horas, (colocar reacciones) para después inhibir las reacciones del sistema por consumo de energía y formación de compuestos que obstruyen la difusión, reduciendo la recuperación principalmente en charpas, concentraciones menores muestran reducción del consumo de cianuro y un equilibrio del sistema en las primeras horas, reduciendo en 8 veces la pendiente de consumo a una concentración del 2.8 gr/lit en las primeras 12 horas, un nivel medio de recuperación es obtenido en este tiempo para completarse en un tiempo posterior.

Figura N° 11: consumo de NaCN a distintas concentraciones

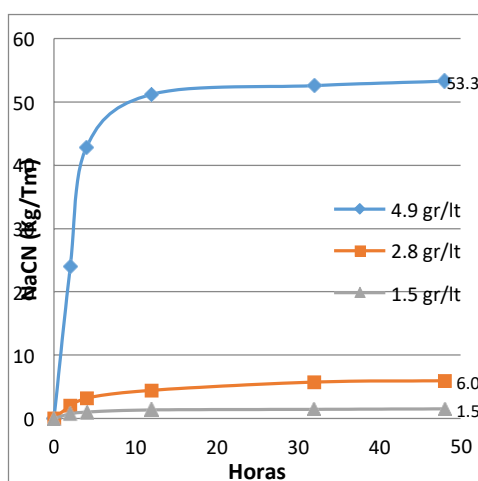
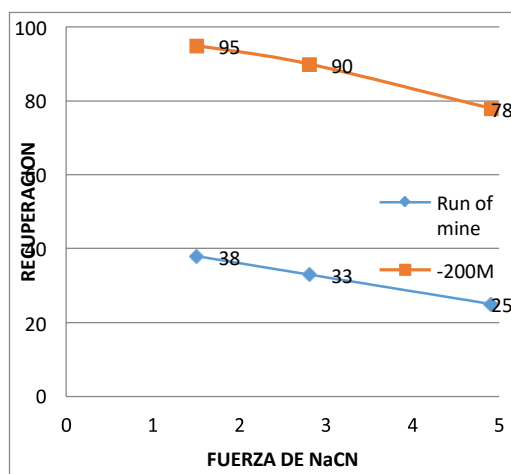




Figura N° 12: recuperación a distintas concentraciones de NaCN



Bajas concentraciones <1.5 gr/lit, registran una aceleración de la cinética de disolución también en las primeras horas logrando una alta recuperación en este tiempo, para no mostrar (colocar reacciones) consumos significativos las siguientes 36 horas, este mismo comportamiento es reafirmado en minerales Run of Mine pero solo logrando recuperaciones máximas de 38%, mostrando al sistema una preferencia a soluciones diluidas, pero dificultades de disolución a tamaños mayores por el grado de liberación. Concentraciones de 0.5 gr/lit tienen un resultado similar.

Tabla 14: Balance Metalúrgico

	Conc. Altas (4.9 glt)	Conc. Media (2.8 glt)	Conc. Bajas (1.5 glt)
Cabeza (g/Tm)	13.78	13.78	13.78
Solución (ppm)	4.3	5.0	5.2
Relave (g/Tm)	3.03	1.38	0.69
Recuperación (%)	78	90	95
NaCN (Kg/Tm)	53.3	6.0	1.5
CaO (Kg/Tm)	0	0	0

**c. Variables del Proceso de Lixiviación**

- pH
- NaCN
- Tiempo

Habiendo evaluado esto procedemos a evaluar NaCN y Tiempo (horas)

Codificación de Datos

Codificación	Variables	(-)	(+)
A	NaCN	0.5	1.5
B	Tiempo	240	480

**d. Pruebas Piloto**

Simulaciones en columna inundada de 200 Kg, muestran tendencia del sistema hacia un equilibrio alcalino alcanzando un pH 12 al 5° día de lixiviación, la adición de agua fresca al sistema compensando las pérdidas de evaporación y no agua alcalina como se suele hacer, reajusto la variación significativa a pH 10.9 al 5° día de proceso, esto además incluyo la adición de agua fresca al 5° día en una proporción al 10% del total, manteniendo el sistema estable durante todo el proceso entre 10.8 – 11 upH, los cambios en la alcalinidad derivan de un efecto lento de cemento en estado libre y la alcalinidad del agua de 8.5 upH.; un sistema difusor es instalado para prolongar el riego de la columna y provocar borboteo incrementando la presión de ingreso de oxígeno al sistema; la adición de agua fresca necesita de un incremento del rate de recirculación de 10 lt/m<sup>2</sup>xh a 200 lt/m<sup>2</sup>xh para provocar un equilibrio general y evitar formación de ácidos en la superficie de los pelets como una turbidez lechosa a pH < 10.5, (HCN), un alto consumo de H<sup>+</sup> es causando en este punto llevando al sistema incluso a un pH 13 el ingreso de agua fresca no solo estabilizo los parámetros además reactivo la cinética del

proceso en una concentración de 1g/lt al diluir compuestos inhibidores y mejorar las propiedades de desorción de la solución. No hubo necesidad de añadir alcalinizantes, solo para la preparación de S. Stock, en estos el uso de NaOH mostro mejores resultados q el CaO al evitar la formación de  $\text{Ca}(\text{OH})_2$  que reduce la difusión.

Figura N° 13: Influencia de la ad. De agua fresca en el ph sistema

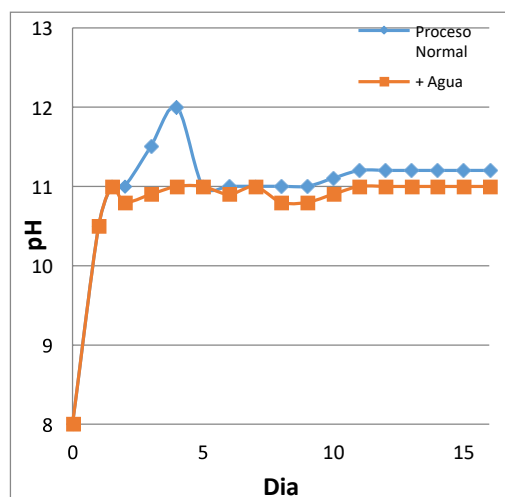
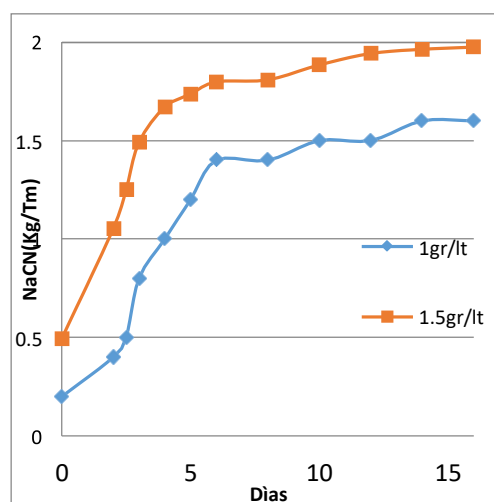


Figura N° 14: consumo de nactn a diferentes condic. De curado



Definitivamente los cianicidas tienen efecto inhibitor, pero una lenta cinética a soluciones diluidas, como puede compararse en las curvas del gráfico 5 y 6; un curado

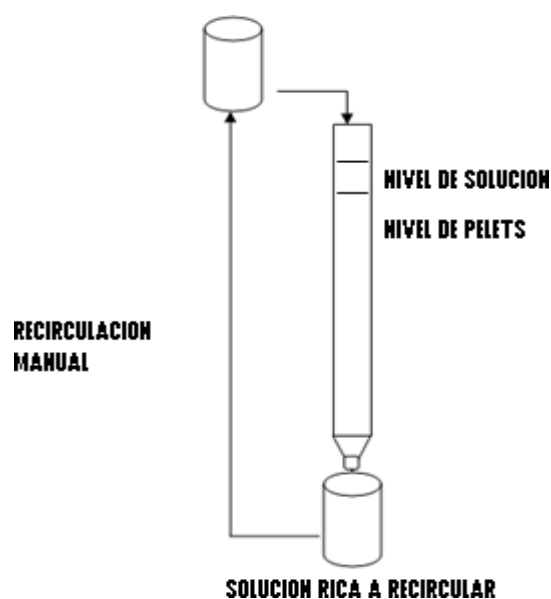
inicial de 24 horas a una concentración de 1.5 gr/lit, provoca una alta reacción de cianicidas afectando la cinética de disolución (30% al luego de 5° días), determinando preferencia de la recuperación a bajas concentraciones. Es preferible usar el curado y la lixiviación a misma concentración (1gr/lit); además de reducir consumo en 400 gr/ Tm, alcanza una recuperación de 40% al 5° día de proceso, validando la tendencia del sistema a soluciones diluidas. Recuperaciones cercanas al 82% fuerón obtenidas al 15° día de R.

*Tabla 15: Balance Metalúrgico*

	M <sub>1</sub> (Curado 1.5)	M <sub>2</sub> (Curado 1)
Cabeza (gr/Tm)	13.78	13.78
Solución (ppm)	30.8	36.1
Relave (gr/Tm)	4.134	2.48
R (%)	70%	82%

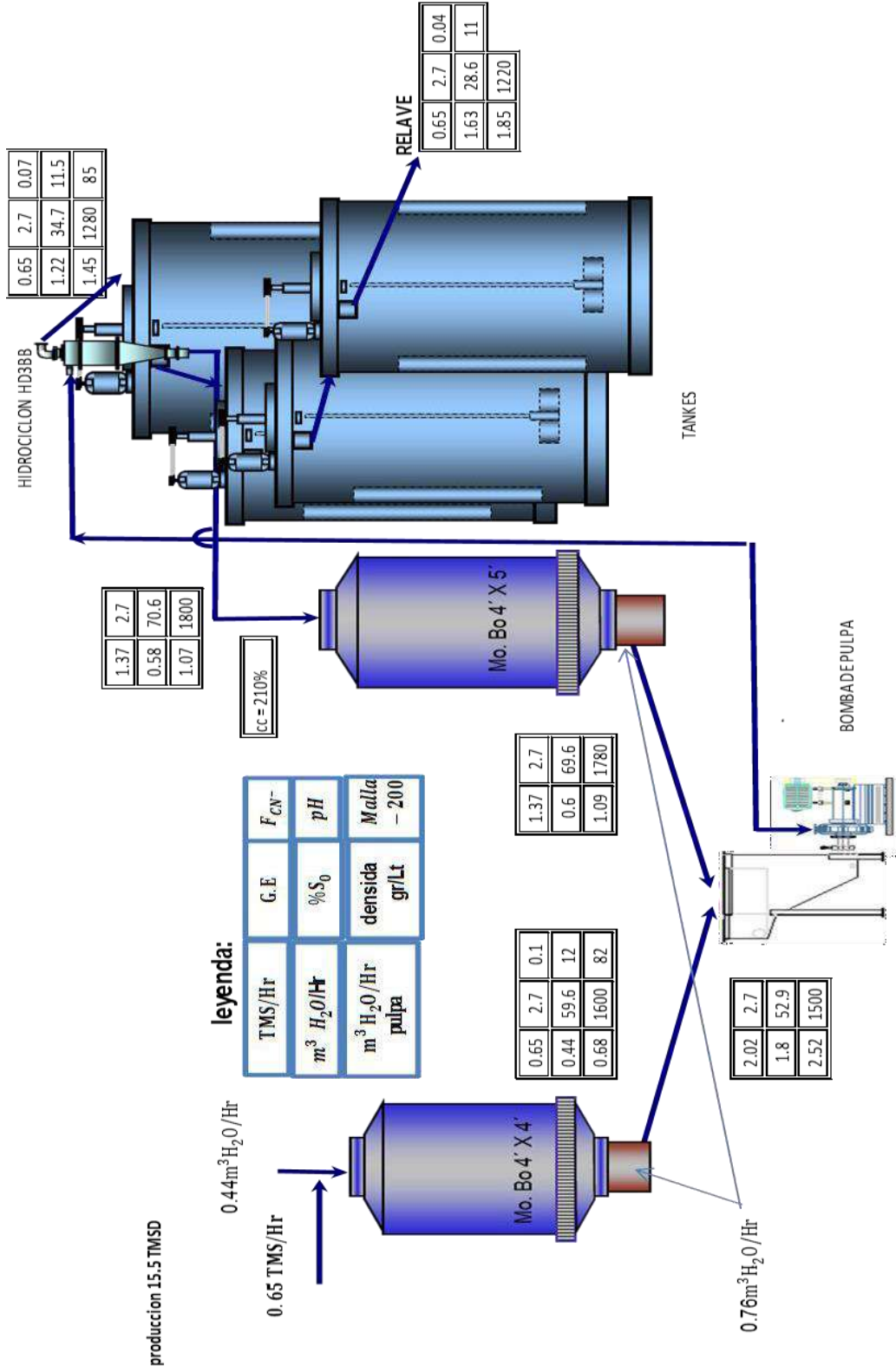
Un equipo ideal para el proceso en Vats es una batea de lixiviación con capacidad de tratamiento de 5 Tm, correspondiente a 1 campaña de 15 días, ajustado al ritmo de explotación artesanal de la zona y los resultados de la cinética metalúrgica (82%-15 días). La forma rectangular del vat aumenta la superficie de contacto solución-aire incrementando el área de la interfase. La dilución ideal es de 0.31.

*Figura N° 15: Sistema de Columna Inundada para Pruebas*



Una baja altura también influye el proceso, los resultados indican mayor facilidad de reajuste de reactivos conforme disminuye la altura demás que reduce la presión de operación sobre los pellets a  $1 \text{ kg/cm}^2$ , facilita la carga y descarga, manteniendo un nivel de oxigenación constante incluso en el fondo del Vat. Una gran diferencia de alturas entre el nivel de pellets y de solución no es influyente a cargas pequeñas; 10 cm de diferencia son suficientes para oxigenar la solución y difundir homogéneamente los reactivos en la superficie.

Los resultados para su mejor comprensión se hicieron mediante el siguiente diagrama:



CONTROL DE LOS PRINCIPALES PARAMETROS DE SECCION MOLIENDA, LIXIVIACION Y ADSORCION CON CARBON ACTIVADO

## CAPITULO V

### CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

#### 5.1 Conclusiones

- En la planta utilizamos el método de cianuración, ya que utilizamos cianuro de sodio (NaCN al 7%), sabemos que la cianuración es el método más importante que se ha desarrollado para la extracción del oro de sus minerales
- En cuanto a los reactivos hay mucha variación en la dosificación, esto se debe a que la mineralogía del mineral varía. Así que el control de la fuerza de cianuro y pH es cada hora para un mejor control.
- La cinética de disolución de oro es alta, variando por la activación de cianocidas y su derivación en compuestos inhibidores. Altas concentraciones de cianuro  $>4.8$  gr/lit se provoca a la activación total de estos en las primeras 12 horas
- Mediante la densidad de pulpa y la dilución uno puedes solucionar problemas de manera rápida e instantánea de granulometría. Pero de vez en cuando también tiene que hacerlo mediante la malla -200 que es más exacta.
- Bajas concentraciones  $<1.5$  gr/lit, registran una aceleración de la cinética de disolución también en las primeras horas logrando una alta recuperación en este tiempo, para no mostrar (colocar reacciones) consumos significativos las siguientes 36 horas, este mismo comportamiento es reafirmado en minerales Run of Mine, pero solo logrando recuperaciones máximas de 38%.
- Las simulaciones en columna inundada de 200 Kg, muestran tendencia del sistema hacia un equilibrio alcalino alcanzando un pH 12 al 5º día de lixiviación, la adición de agua fresca al sistema compensando las pérdidas de evaporación y no agua alcalina como se suele hacer, reajusto la variación significativa a pH 10.9 al 5º día de proceso.

- Es preferible usar el curado y la lixiviación a misma concentración (1 gr/lit); además de reducir consumo en 400 gr/ Tm, alcanza una recuperación de 40% al 5° día de proceso, validando la tendencia del sistema a soluciones diluidas. Recuperaciones cercanas al 82% fueron obtenidas al 15° día de R.
- La factibilidad de la instalación de una Planta para minerales extraídos artesanalmente de la zona norte del departamento de lima, actualmente tratados por amalgamación, la implementación de estos procesos aumenta la recuperación entre un 32-40% con un incremento de utilidades de 630 dólares por onza de oro producida y una reducción de costos de operación de 10 \$/ Tm,
- Niveles mínimos de contaminación son alcanzados usando recirculaciones de efluentes, e inoculación de los relaves que han alcanzado la eliminación al 99% de compuestos de cianuro.

## **5.2. Recomendaciones**

- Los equipos y herramientas deterioradas, que estén fallando constantemente, deben ser reemplazados por nuevos equipos, en la actualidad estos equipos están fallando, sufriendo desperfectos constantemente y por lo tanto se hace todo lo posible por darle pronta solución, para continuar la producción.
- Antes de iniciar el turno, los trabajadores operarios deben observar sus equipos para que vean si hay algunos desajustes, fallas, roturas, etc. y para que informen inmediatamente a los mecánicos y/o ingenieros y se solucionen los problemas lo más rápido posible.
- Debe haber una coordinación entre los operarios para cuando van hacer distintos tipos de trabajo en el área molienda – clasificación para hacer una mayor eficiencia y trabajar en forma ordenada.



- En cuanto a la preparación del reactivo se debe hacer con las medidas de seguridad apropiada ya que el gas del cianuro es muy toxico y la soda caustica quema al simple contacto con ella.
- Se recomienda supervisar a todos los trabajadores de la planta en el uso diario de sus implementos de seguridad.
- En caso que se corte la corriente eléctrica de manera sorpresiva: primero cerrar todas las entradas de agua y reactivo, segundo bajar todas las palancas y cuchillas de las cajas de electricidad. Y cuando regrese la corriente eléctrica dejar que se estabilice durante media hora antes de arrancar cualquier equipo.
- Proceder a la instalación de la Planta en unidades artesanales, programando su recorrido según los requerimientos de servicios, sin descuidar la demanda del servicio lo cual puede conllevar a la construcción de un mayor número de módulos, el uso de instructivos contribuye en procesos con alto nivel de calidad, estos están basados en la Norma ISO 9001.

## CAPITULO VI

### FUENTES DE INFORMACIÓN

#### 6.1. FUENTES BIBLIOGRÁFICAS

Almiron Velasquez, M. L. (2016). Investigación para la obtención de cobre electrolítico a partir de calcinas de cobre. (F. d. Procesos, Ed.) Arequipa, Lima: Universidad Nacional de San Agustín. Recuperado el 15 de Agosto de 2017, de <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/1900/IMalveml.pdf?sequence=1>

Arma, G., & Rosales, J. (2014). *evaluación de la separación del concentrado bulk plomo-cobre en la planta concentradora Mahr Tunel UEA Yauli· Volcan Compañía Minera S.A.A.* Huancayo. Obtenido de [http://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/UNCP/580/TIMM\\_26.pdf?sequence=1](http://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/UNCP/580/TIMM_26.pdf?sequence=1&isAllowed=y)

Azañero, S., A., N., P., F., A., L., Hernández, E., Orihuela, R., . . . Choy, S. (2002). *Flotación de minerales oxidados de plomo*. Obtenido de Revista del Instituto de Investigaciones de la Facultad de Geología, Minas, Metalurgia y Ciencias Geográfica: <http://revistasinvestigacion.unmsm.edu.pe/index.php/iigeo/article/view/757/607>

Barrientos C. Martins A. (2009). *Reciclaje de chatarra de joyería para la recuperación hidrometalúrgica de plata*. (U. d. Atacama, Ed.) Recuperado el 20 de Enero de 2017, de Revista de la Facultad de Ingeniería - Universidad de Atacama: <http://www.revistaingenieria.uda.cl>

Caballero, Y., & Arellan, E. (2014). *evaluación del circuito de plomo en minera HUINAC SAC 2013*. Huacho.

Cegarra, J. (2011). *Metodología de la investigación científica y tecnológica*. Madrid: Ediciones Diaz Santos S.A.

- Chia J. (1989). *Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales*. Lima.
- Ciribeni, V., Sarquís, P., & González, M. (2002). *efecto depresor de reactivos orgánicos naturales en la flotación de sulfuros*. Recuperado el 25 de 5 de 2017, de [http://www.materiales-sam.org.ar/sitio/biblioteca/chile/Indice\\_Archivos/Download/A62.pdf](http://www.materiales-sam.org.ar/sitio/biblioteca/chile/Indice_Archivos/Download/A62.pdf)
- Fernández Salinas, S. I. (2007). Optimización del proceso de lixiviación clorurante en medio ácido oxidante de concentrados sulfurados de cobre. *Tesis para optar el grado académico de Magíster en Ingeniería Metalúrgica*. (M. M. Facultad de Ingeniería Geologica, Ed.) Lima, Perú: Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Recuperado el 28 de Agosto de 2017, de [http://cybertesis.unmsm.edu.pe/bitstream/cybertesis/801/1/Fernandez\\_ss.pdf](http://cybertesis.unmsm.edu.pe/bitstream/cybertesis/801/1/Fernandez_ss.pdf)
- Hernández, R. (2014). *Metodología de la Investigación*. Mexico: MC Graw Hill.
- Marcos Álvarez, S. (2012). Optimización del proceso de aglomeración y lixiviación en una planta de lixiviación de cobre. *Tesis para optar el título profesional Ingeniería Química*. Lima, Peru: Facultad de Ingeniería Química y Textil. Recuperado el 28 de Agosto de 2017, de [http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/1355/1/surco\\_am.pdf](http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/1355/1/surco_am.pdf)
- Naghi, M. (2005). *Metodología de la investigación*. Mexico: LIMUSA.
- Patiño C. (2003). *Mejoramiento del control químico analítico en la extracción metalúrgica del oro y de la plata en los laboratorios del grupo de investigación en minerales Biohidrometalurgia y ambiente de la UIS. 2003*. (U. I. Santander, Ed.) Recuperado el 20 de Enero de 2017, de Repositorio Universitario Universidad Industrial de Santander: <http://repositorio.uis.edu.co/jspui/bitstream/123456789/379/2/114381.pdf>
- Rodríguez, K. (2015). *evaluación de la flotación de zinc en la planta concentradora Austria Duvaz S.A. Arequipa*.
- Soto Barinotto, J. R., & Solís Solís, A. (2012). Caracterización y optimización de parametros

de Sx/ew para la obtención de cobre electrolítico a nivel laboratorio. (M. M. Facultad de Ingeniería Geológica, Ed.) Lima, Perú: Universidad Nacional Mayor de San Marcos.

Recuperado el 18 de Agosto de 2017, de

[http://cybertesis.unmsm.edu.pe/bitstream/cybertesis/2636/1/Soto\\_bj.pdf](http://cybertesis.unmsm.edu.pe/bitstream/cybertesis/2636/1/Soto_bj.pdf)

Venancio A. (1999). *Introducción a la Flotación de Minerales*. Lima.

Wills B. (1987). *Tecnología de procesamiento de minerales. Tratamiento de minas*. México

D.F: Limusa.

# **ANEXOS**

Anexo 1: Matriz Consistencia General

Titulo	Problema	Objetivos	Hipótesis	Variable	Indicadores
<p>“TRATAMIENTO DE LIXIVIACIÓN PARA LIBERACIÓN DE MINERALES AURÍFEROS MEDIANTE EN LA EMPRESA TRANSFORMACIÓN Y PROCESOS J&amp;C SAC SAYÁN”</p>	P. Generales	O. General	H. General	V. Independiente	
	<p>¿Cuál será el tratamiento de liberación de minerales auríferos mediante lixiviación optimo en la empresa Transformación y Procesos J&amp;C SAC Sayán?</p>	<p>Determinar el tratamiento de liberación de minerales auríferos mediante lixiviación optimo en la empresa Transformación y Procesos J&amp;C SAC Sayán</p>	<p>Con un adecuado tratamiento de lixiviación nos permitirá optimizar la liberación de minerales auríferos en la empresa Transformación y Procesos J&amp;C SAC Sayán</p>	<p>- Tratamiento de lixiviación</p>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Concentración de Cianuro de sodio.</li> <li>- Cal</li> <li>- Dosificación de Nitrato de plata</li> </ul>

Anexo 2: Matriz Consistencia Especifico

Titulo	Problema Específicos	Objetivos Específicos	Hipótesis Específicos	Variable Dependiente	Indicadores
“TRATAMIENTO DE LIXIVIACIÓN PARA LIBERACIÓN DE MINERALES AURÍFEROS MEDIANTE EN LA EMPRESA TRANSFORMACIÓN Y PROCESOS J&C SAC SAYÁN”	- ¿En qué medida afectara el pH de las soluciones lixiviantes en el tratamiento de minerales auríferos en la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán?	- Determinar el grado de afectación del ph de las soluciones lixiviantes en el tratamiento de minerales auríferos en la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán.	- Determinar el grado de afectación del ph de las soluciones lixiviantes nos permitirá mejorar el tratamiento de minerales auríferos en la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán.	Optimizar la liberación de minerales auríferos	- Ley de
	- ¿Encontrar el tiempo óptimo de operaciones en la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán?	- Determinar el tiempo óptimo de operaciones en la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán.	- Determinar el tiempo óptimo de operaciones nos permitirá mejorar el tratamiento de minerales auríferos en la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán.		mineral
	- ¿Cuál será la dosificación adecuada de cianuro de sodio para el tratamiento minerales auríferos en la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán?	- Determinar la dosificación adecuada de cianuro de sodio para el tratamiento minerales auríferos en la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán	- Determinar la dosificación adecuada de cianuro de sodio nos permitirá mejorar el tratamiento de minerales auríferos en la empresa Transformación y Procesos J&C SAC Sayán		- Recuperación. - Desplazamiento de partículas.