

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN - TACNA

Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales

EVALUACIÓN DE LOS FACTORES DE CIANURACIÓN  
DE MINERAL SÍLICE MASIVA PARA MEJORAR LA  
RECUPERACIÓN DE ORO EN LA UNIDAD  
MINERA PUCAMARCA DE LA  
EMPRESA MINSUR S.A.

**TESIS**

Presentada por:

**Bach. Emanuel Isaac Ramirez Yupanqui**

Para optar el Título Profesional de:

**INGENIERO METALURGISTA**

TACNA - PERÚ

2018

**UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN – TACNA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y MATERIALES**

**EVALUACIÓN DE LOS FACTORES DE CIANURACIÓN DE  
MINERAL SÍLICE MASIVA PARA MEJORAR LA  
RECUPERACIÓN DE ORO EN LA UNIDAD MINERA  
PUCAMARCA DE LA EMPRESA MINSUR S.A.**

La tesis fue sustentada y aprobada el día 06 de octubre del 2017, por el jurado calificador integrado por:

PRESIDENTE : .....  
Dr. Tolomeo Raúl Soto Pérez

SECRETARIO : .....  
Mgr. Raúl Del Pozo Tello

VOCAL : .....  
Ing. Daniel Jesús Zevallos Ramos

ASESOR : .....  
Dr. Luis Fortunato Caso Palpa

## **DEDICATORIA**

A mis queridos padres, hermanas Angela, Marilax y Familia, que con su esfuerzo, amor y abnegación, me enseñaron siempre la importancia de los valores con el buen ejemplo, para ser mejor persona cada día.

## **AGRADECIMIENTO**

A dios por hacer posible cada día la vida de todos los seres que amo y mi vida propia.

Mi especial agradecimiento a la empresa Minera Minsur S.A. por haberme permitido soñar en nuestro desarrollo profesional, en el duro y arduo pero satisfactorio campo de la investigación metalúrgica.

También agradezco a las diferentes jefaturas que tuvimos como, los ingenieros: Wilson Bardales, Pedro Ticona, Jhonny López, Ricardo Lee entre tantos profesionales de primer nivel, quiénes depositaron su confianza en nosotros en el periodo en que trabajamos en este proyecto, siempre alineados en función a la generación de valor para el proceso, siendo ello de vital importancia para alcanzar los objetivos de nuestra área.

## CONTENIDO

DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTO	iv
ÍNDICE DE CONTENIDO	v
ÍNDICE DE TABLA	viii
ÍNDICE DE FIGURAS	ix
RESUMEN	xi
ABSTRACT	xii
INTRODUCCIÓN	1
<b>CAPITULO I: ESTUDIO METODOLÓGICO DEL PROBLEMA</b>	<b>2</b>
1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA	2
1.2. DELIMITACIÓN DEL PROBLEMA	3
1.2.1. Delimitación espacial	3
1.2.2. Delimitación temporal	3
1.2.3. Delimitación social	3
1.2.4. Delimitación conceptual	4
1.3. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	4
1.4. IMPORTANCIA Y JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	4
1.4.1. Importancia	4
1.4.2. Justificación teórica	5

1.4.3. Justificación práctica	5
1.5. OBJETIVOS	6
1.5.1. Objetivo general	6
1.5.2. Objetivo específico	6
<b>CAPITULO II: MARCO TEÓRICO, HIPÓTESIS Y VARIABLES</b>	7
2.1. FUNDAMENTO TEÓRICO	7
2.1.1. Antecedentes	7
2.1.2. Propiedades físicas del oro.	9
2.1.3. Propiedades químicas del oro	12
2.2. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO PRODUCTIVO PUCAMARCA	14
2.3. CIANURACIÓN DEL ORO	33
2.4. HIPÓTESIS	42
2.4.1. Hipótesis general	42
2.5. VARIABLES	43
2.5.1. Variable independiente: X	43
2.5.2. Variable dependiente: Y	43
2.6. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES	43
<b>CAPITULO III: METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN</b>	44
3.1. MUESTRA	44
3.1.1. Preparación de la muestra para prueba en columna	45
3.1.2. Preparación de solución cianurada	48

3.1.3. Controles de pruebas en columna	49
<b>CAPITULO IV: ANÁLISIS Y RESULTADOS</b>	<b>52</b>
4.1. Efecto del tamaño de partícula en la recuperación de Oro, utilizando columna de lixiviación.	53
4.2. Efecto de la densidad de riego en la recuperación de Oro utilizando columna de lixiviación	57
CONCLUSIONES	60
RECOMENDACIONES	61
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	62

## ÍNDICE DE TABLA

Tabla 1:	Delimitación temporal.	03
Tabla 2:	Propiedades Físicas del oro	10
Tabla 3:	Solubilidad del oro.	13
Tabla 4:	Operacionalización de las variables.	43

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1:	Muestra el plano de ubicación de la Unidad Minera Pucamarca.	15
Figura 2:	Diagrama de bloques del área de chancado primario.	18
Figura 3:	Diagrama de bloques del área de reclamo de mineral.	19
Figura 4:	Muestra el circuito cerrado de solución de proceso.	23
Figura 5:	Circuito del proceso de desorción.	28
Figura 6:	Circuito lavado ácido y reactivación térmica.	30
Figura 7:	Muestra el circuito de cosecha y fundición.	32
Figura 8:	Diagrama Eh – pH para el sistema CN - H <sub>2</sub> O a 298 °K y una concentración 1 milimolar.	36
Figura 9:	Concentraciones de Cianuro y Ácido Cianhídrico.	37
Figura 10:	Diagrama de equilibrio potencial-pH del oro – agua a 298°K.	38
Figura 11:	Curva típica de disolución de oro a 298°K, efecto de la presión de oxígeno y su concentración en solución versus la concentración de cianuro.	40
Figura 12:	Diagrama de bloques para prueba en columna.	47
Figura 13:	Información detallada de prueba en columna.	53
Figura 14:	Extracción de Oro en columna de lixiviación, a un tamaño de partícula de 100% (-1",-2" y -3") Pulgadas, velocidad de flujo de 11 L/h.m <sup>2</sup> , con una concentración de cianuro de 60 ppm.	56
Figura 15:	Información detallada de prueba en columna.	58

Figura 16: Extracción de Oro en columna de lixiviación, a un tamaño de partícula de 100% -3" Pulgadas, con una concentración de cianuro de 60 ppm, variación la velocidad de flujo de 11 y 20 L/h-m<sup>2</sup> en un tiempo de 25 días de lixiviación. 59

## RESUMEN

En el presente trabajo de tesis referido al mineral sílice masiva, se realizaron pruebas para determinar la influencia de las variables operativas en la lixiviación en columnas, como tamaño de partícula del mineral, tasa de riego y ciclo de lixiviación. Se muestreó mineral del tajo de la mina y se dio la granulometría requerida para las pruebas, adicionándole cal en un ratio de 0,5 Kg/t de mineral para asegurar un pH básico. Se pesó y cargó el mineral chancado a las columnas que fueron regadas con solución de cianuro de sodio a las concentraciones determinadas. Los resultados de las pruebas experimentales determinaron la significancia de cada variable, encontrando que la granulometría no tiene una influencia directa sobre el nivel de recuperación de oro, mientras que si tienen alto impacto: la tasa de riego y el ciclo de lixiviación, por lo que se puede decir que estas dos últimas variables: tasa de riego y el ciclo de lixiviación influyen significativamente en la recuperación de oro del mineral sílice Masiva de la Mina Minsur S.A. En su operación de Pucamarca.

**Palabras clave:** Cianuración, Mineral Sílice Masiva, Oro, Mina Pucamarca.

## **ABSTRACT**

In the present work of thesis related to the mineral silica masiva, series of tests were realized to determine the influence of the operational variables in the leaching in columns, like mineral particle size, irrigation rate and leaching cycle. Mineral was sampled from the pit of the mine and the granulometry required for the tests was given, adding lime at a ratio of 0,5 kg / t of mineral to ensure a basic pH. The crushed ore was weighed and loaded onto the columns which were watered with sodium cyanide solution at the determined concentrations. The results of the experimental tests determined the significance of each variable, finding that the granulometry does not have a direct influence on the level of gold recovery, whereas if they have a high impact: the irrigation rate and the leaching cycle, It can be said that these last two variables: irrigation rate and the leaching cycle have a significant influence on the recovery of gold from the mineral silica Masiva de la Minera Minsur SA In his operation in Pucamarca.

**Keywords:** Cyanidation, Mineral Silice Massive, Gold, Minera Pucamarca.

## INTRODUCCIÓN

Hoy en día la creciente demanda del oro en el mercado mundial hace que diferentes empresas mineras grandes y pequeñas, dedicadas a la explotación del metal precioso busquen yacimientos cada vez más complicados operativamente hablando, en donde se apliquen nuevas técnicas para casos en donde no era económico o simplemente no era factible la recuperación de este noble metal. Desafiando de esta manera a los investigadores a dar soluciones técnicas y económicas para la explotación de estos tipos de yacimientos.

Actualmente la unidad minera Pucamarca, se encuentra explotando un yacimiento con formaciones geológicas especiales, que requieren de un complicado y minucioso tratamiento metalúrgico al presentar diferentes comportamientos dependiendo del tipo de mineralogía.

En vista de la amplia variedad de minerales y métodos de tratamiento, el presente trabajo realizó pruebas en columna con el mineral Sílice Masiva para determinar los parámetros óptimos de operación, los que serán determinantes para la incrementar la recuperación, maximizando el beneficio económico que esto conllevará.

## **CAPÍTULO I**

### **ESTUDIO METODOLÓGICO DEL PROBLEMA**

#### **1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA**

En el yacimiento de Pucamarca se encuentran diferentes tipos de minerales, donde se estudiara en particular la alteración sílice masiva, para lo cual se harán pruebas en columnas de lixiviación a diferentes granulometrías y así poder saber si es adecuado su extracción, donde hay que tener en cuenta que muchos de los compuestos que acompañan al mineral oxidado se consideran nocivos y entre ellos se pueden mencionar: Cu, Fierro, mercurio.

Esta investigación que corresponde al campo de la Hidrometalurgia, se realizara en el área de laboratorio metalúrgico y se trabajará a partir de las muestras de mineral oxidado de oro de la mina Pucamarca.

## 1.2. DELIMITACIÓN DEL PROBLEMA

### 1.2.1. Delimitación espacial

La investigación se desarrollará dentro de la mina Pucamarca en el área de laboratorio metalúrgico.

### 1.2.2. Delimitación temporal

Tabla 1

Delimitación temporal

	<b>Plan de tesis</b>	<b>Desarrollo de tesis</b>
<b>Inicio</b>	Abril 2017	Junio 2017
<b>Fin</b>	Mayo 2017	Agosto 2017

Fuente: elaboración propia

### 1.2.3. Delimitación social

- ✓ El investigador
- ✓ El especialista
- ✓ Apoyo de empresas contratistas

#### **1.2.4. Delimitación conceptual**

- ✓ Lixiviación
- ✓ Información del mineral de la Mina Pucamarca
- ✓ Propiedades de lixiviación
- ✓ Tipos de reacciones
- ✓ Partes del proceso
- ✓ Funcionamiento y operaciones
- ✓ Ventajas del método en columnas

### **1.3. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA**

¿De qué manera se puede mejorar la recuperación de oro por cianuración de mineral sílice masiva en la unidad minera Pucamarca de la empresa Minsur S.A.?

### **1.4. IMPORTANCIA Y JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN**

#### **1.4.1. Importancia**

Esta investigación es muy importante porque aportara información necesaria para conocer la recuperación del mineral, además de su

comportamiento ante la cianuración y el porcentaje de extracción que nos aportara en un proceso a gran escala.

#### **1.4.2. Justificación teórica**

La lixiviación con Cianuro es el proceso más utilizado para la recuperación de oro. La rentabilidad de esta operación va a estar determinada por el consumo de agua, Cianuro en el proceso y el grado de extracción de oro.

#### **1.4.3. Justificación práctica**

Desde el punto de vista práctico permitirá determinar la recuperación del oro en el mineral sílice masiva utilizando el método cianuración.

## **1.5. OBJETIVOS**

### **1.5.1. Objetivo general**

Evaluar los efectos de cianuración en el mineral sílice masiva de la mina Pucamarca para mejorar su recuperación de oro en la empresa minera Minsur S.A.

### **1.5.2. Objetivo específicos**

- Determinar granulometría adecuada para la cianuración.
- Determinar el ciclo de riego óptimo de cianuración.

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO, HIPÓTESIS Y VARIABLES**

#### **2.1. FUNDAMENTO TEÓRICO**

##### **2.1.1. ANTECEDENTES**

El concepto del proceso de lixiviación por pilas se empleó por primera vez en la extracción del cobre a mediados del siglo XVIII a partir de los minerales oxidados de yacimientos del tipo pórfido y la aplicación para menas de metales preciosos, fue sugerida originalmente por la Dirección de Minas de los Estados Unidos en 1967.

La empresa Carlin Gold Mining (1971) empleó este método para tratar minerales de baja ley, esos estudios fueron patentados en Nueva York en 1974. En la actualidad la lixiviación en pilas es el proceso más usado en la recuperación de minerales con oro disseminado y de baja ley.

El oro en la litósfera se encuentra en calizas, calcitas, riolitas, graníticas, compuestos de azufre metálico y en rocas sedimentarias, la plata y el cobre son elementos que acompañan con frecuencia la mineralogía del oro; el arsénico, antimonio, bismuto, hierro, plomo y cinc están también generalmente asociados. (Manrique J., 2005)

Los filones que contienen oro, sometidos a la acción del tiempo y la meteorización, liberan el oro o bien quedan en el manto del suelo, como arenas aluviales o es arrastrado a los arroyos vecinos para formar placeres.

Se reconocen tres tipos de depósitos:

- Vetas y filones.
- Placeres de cuarzo aurífero.
- Depósitos mineralizados.

Los depósitos de cuarzo conglomerado, que significan el 50 % de la producción mundial, generalmente son clasificados como paleo-placeres modificados.

Aunque el oro es un elemento raro, aparece en la naturaleza diseminado en pequeñas cantidades, como es el caso del yacimiento de Lagunas Norte de la minera Barrick Misquichilca, que también se encuentran en filones que tienen relación genética con rocas ígneas de tipo silíceo.

### **2.1.2. PROPIEDADES FÍSICAS DEL ORO.**

El oro, Au del latín Aurum, es un elemento metálico muy denso, amarillo dorado brillante por la luz reflejada en él, pero como otros metales, finamente pulverizado presenta un color negro y en suspensión coloidal su color varía entre el rojo rubí y el púrpura.

Es uno de los metales nobles de mejores características y uso más extendido debido a sus singulares propiedades, sin duda el oro es apreciado desde tiempos remotos, por su belleza así como por su inalterabilidad en diversos ambientes.

Su presencia en la corteza terrestre es de 0,0011 ppm y representa el  $4 \times 10^{-7}$  % en peso de la corteza. En todos los tiempos el oro, ha concitado el interés humano porque este metal ha sido empleado

principalmente con fines monetarios o decorativos, su rareza e inalterabilidad han hecho de él un símbolo de riqueza y poder.

Tabla 2

Propiedades Físicas del oro

<b>PROPIEDAD</b>	<b>VALOR</b>	<b>UNIDAD</b>
Número atómico	79	
Peso atómico	196,96	gr.mol <sup>-1</sup>
Densidad a 20°C	19,32	gr.cm <sup>-3</sup>
Punto de fusion	1 064,4	° C
Punto de ebullición	2 808	° C
Electronegatividad	2,54	eV
Radio atómico	0,1439	Nm
Energía de ionización	890	KJ.mol <sup>-1</sup>
Volumen atómico a 20°C	10,21	cm <sup>3</sup> .mol <sup>-1</sup>
Calor específico	0,138	J.gr <sup>-1</sup> .K <sup>-1</sup>
Conductividad térmica a 20°C	3,14	W.cm <sup>-1</sup> . K <sup>-1</sup>
Resistividad eléctrica a 20°C	2,06x10 <sup>-6</sup>	Ω.cm
Entalpía de fusion	12,77	KJ.mol <sup>-1</sup>
Entalpía de vaporización	324,4	KJ.mol <sup>-1</sup>
Dureza	2,5	Mohs
Dureza	20-30	Vickers
Límite elastic	55	MPa
Resistencia a la tracción	130	MPa
Relación de Poisson	0,42	-
Módulo de tracción	78,5	GPa
Módulo volumétrico	171	GPa
Coeficiente de dilatación lineal a 20°C	14x10 <sup>-6</sup>	° C <sup>-1</sup>
Función de trabajo fotoeléctrico	4,8	eV

Fuente: (Manrique. J, 2005)

El descubrimiento en el siglo XIX, respecto a la solubilidad del oro en soluciones alcalinas de cianuro, condujo al desarrollo del proceso de cianuración para la recuperación del oro a partir de sus menas.

Desde aquel tiempo han tenido lugar muchos y grandes desarrollos teóricos y prácticos, haciendo de este proceso cada vez más adecuado para la recuperación económica del oro a partir de diferentes tipos de menas. La teoría clásica de disolución de oro en soluciones de cianuro ha sido cambiada, y en la actualidad se basa en la teoría electroquímica, para facilitar las investigaciones sobre la cinética de disolución.

Se puede decir que el oro es prácticamente inoxidable e inalterable en condiciones normales de trabajo, se le emplea en forma de aleaciones porque es muy caro y blando para la mayoría de aplicaciones industriales para lo cual se utilizan en su mayoría el platino y la plata que presentan similares radios atómicos, valencia y carácter electronegativo, debido a esto pueden formar entre sí disoluciones sólidas de sustitución total, para cualquier proporción. También puede admitir cobre en disolución sólida siendo la solubilidad de éste limitada en el oro.

### 2.1.3. PROPIEDADES QUÍMICAS DEL ORO

El oro se encuentra situado en el grupo B del sistema periódico con la configuración electrónica:  $\text{Au} = [\text{Xe}] 4f^{14}5d^{10}6s^1$ . Sus estados de oxidación más importantes son las valencias +1 y +6. Su potencial normal de reducción a 298°K es 1,5 V; debido a esto, no reacciona con el oxígeno ni con el azufre, ni siquiera a elevadas temperaturas, encontrándose junto con el platino, en la zona de estabilidad más alta del diagrama de Ellingham.

Tampoco reacciona con los ácidos: sulfúrico, fosfórico y nítrico (excepto a muy alta concentración), ni con todos los ácidos orgánicos, incluso a ebullición.

Es el menos electronegativo de todos los metales debido a la estabilidad del único electrón periférico de su átomo, el cual se encuentra fuertemente ligado al núcleo resultando en ello una tendencia muy marcada al estado metálico y una débil reactividad. No se encuentra en forma de compuestos iónicos, por lo que su enlace es siempre covalente.

El oro se disuelve cuando se combina un ácido oxidante ( $\text{HNO}_3$  por ejemplo) con un ácido alogenhídrico ( $\text{HCl}$  por ejemplo), o estos ácidos con agua oxigenada o ácido crómico. También se disuelve con los cianuros alcalinos en presencia de oxígeno.

El oro se deja acomplejar por la thiourea y esta reacción es la base de una tecnología alternativa a la cianuración en Rusia. No obstante, nunca ha podido competir con la cianuración. Sus compuestos más comunes son el cloruro áurico y el ácido cloro áurico ( $\text{AuHCl}_4$ ), que se forma al tratar oro con agua regia y que se usa en fotografía.

Tabla 3

Solubilidad del oro.

<b>PROPIEDADES QUÍMICAS</b>	<b>VALORES</b>
No es soluble en:	$\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ , $\text{HCl}$ , $\text{FeCl}_3$
Soluble en:	Agua regia, cloruros y con $\text{MnO}_2$
Oxidación:	No se oxida a temperatura ordinaria.
Forma aleación con:	La mayor parte de los metales
No forma aleación con:	El azufre.

Fuente: Montgomery, D. (1991)

## **2.2. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO PRODUCTIVO PUCAMARCA**

### **a) Ubicación**

La Unidad Minera Pucamarca está ubicada en el distrito de Palca, en la provincia y departamento de Tacna, aproximadamente a 1050 km al Sureste de Lima y a 55 km al noreste de la ciudad de Tacna, cerca al hito 52 de la frontera peruano - chilena, el cual forma el límite oriental de la mina. El acceso es por la carretera Tacna - Alto Perú.

La superficie de la Unidad Minera Pucamarca pertenece a la comunidad de Vilavilani y la del campamento en el territorio de la comunidad de Palca. Ambas comunidades se ubican en el distrito de Palca, provincia de Tacna. Las coordenadas aproximadas del centro del área son 414,000E y 8, 030,000N. La zona del tajo se encuentra en el Cerro Checocollo.

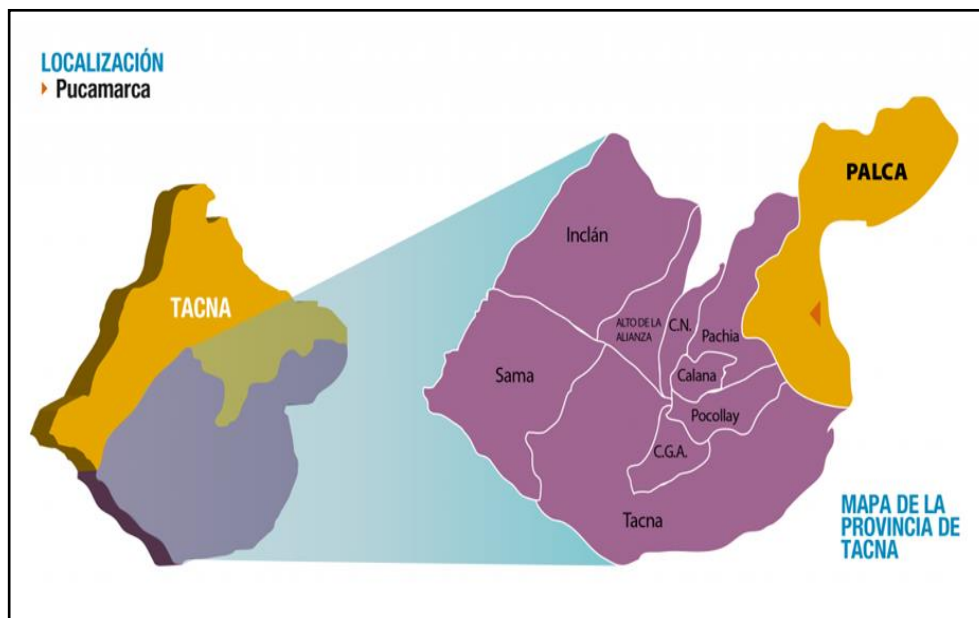


Figura 1. Muestra el plano de ubicación de la Unidad Minera Pucamarca.

Fuente: Elaboración propia

## b) Descripción de los Procesos Unitarios

Pucamarca es una mina cielo abierto que explota un mineral aurífero el cual es pasado por una planta de chancado para reducir el P80 a menor de 5" y luego se emplea mediante camiones al pad de lixiviación. Para el tratamiento y la recuperación del oro contenido en el mineral se utiliza el proceso de lixiviación en pilas múltiples utilizado como reactivo lixivante el Cianuro de Sodio. La solución rica obtenida del proceso de lixiviación, trata en una Planta ADR (Adsorción, Desorción, Reactivación) de la cual se obtiene un cemento electrolítico de oro el cual finalmente se fundido para obtener barras de dore.

### **c) Chancado de Mineral**

El área de chancado primario es la primera etapa de reducción de tamaño de mineral de la planta. En esta área se realiza la operación de reducción de las partículas mediante el uso de compresión y fuerzas de impacto que se aplican a bajas velocidades en las chancadoras, por lo general se realiza en estado seco y en una sola etapa.

El objetivo de esta operación para el proceso (Minsur – Pucamarca), radica en que mediante ella es posible liberar los minerales valiosos de los estériles, creando mayor área de contacto entre la solución lixivante y el mineral.

Como todos los procesos de conminución, la trituración requiere de un elevado consumo energético, lo cual tiene gran impacto económico en el desarrollo de cualquier proyecto de hidrometalurgia.

La energía necesaria para la trituración se calcula experimentalmente, midiendo la fuerza necesaria (kilopondios-m/cm) para romper probetas de la roca mediante una máquina de impacto.

A partir de esta fuerza se calcula el Índice de Trabajo (Work Index Wi), que entrega los kilovatios/t necesarios para realizar la trituración o chancado.

El circuito de chancado primario tiene como objetivo reducir el tamaño del mineral proveniente de la mina (Tajo Abierto - Cerro Checocollo) con una humedad promedio de 5 % y una granulometría de 10" a 15".

Se transporta en camiones de acarreo de 90 Toneladas de capacidad, el cual es descargado en la tolva de alimentación de 200 toneladas de capacidad.

Ingresa por gravedad a la chancadora giratoria (10-CR-01) Allis Chalmer 48" por 74", donde el mineral es reducido a una granulometría de menor a 5".

La capacidad nominal de la chancado giratoria Allis Chalmer es de 1100 t/h (promedio) y la capacidad máxima – diseño es de 2007 t/h teniendo una disponibilidad operativa de 55 % actualmente.

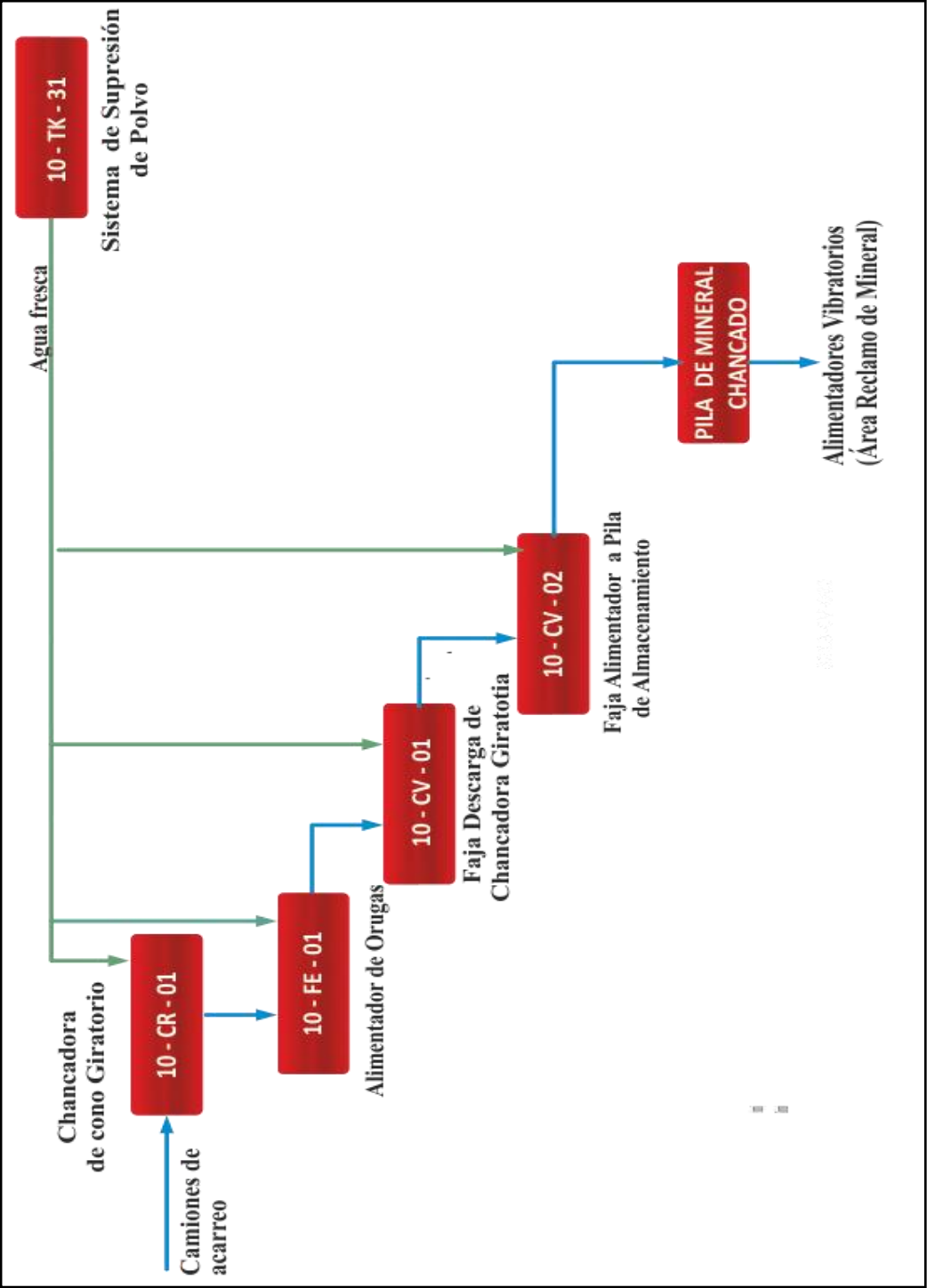


Figura 2. Diagrama de bloques del área de chancado primario.

Fuente: Elaboración propia

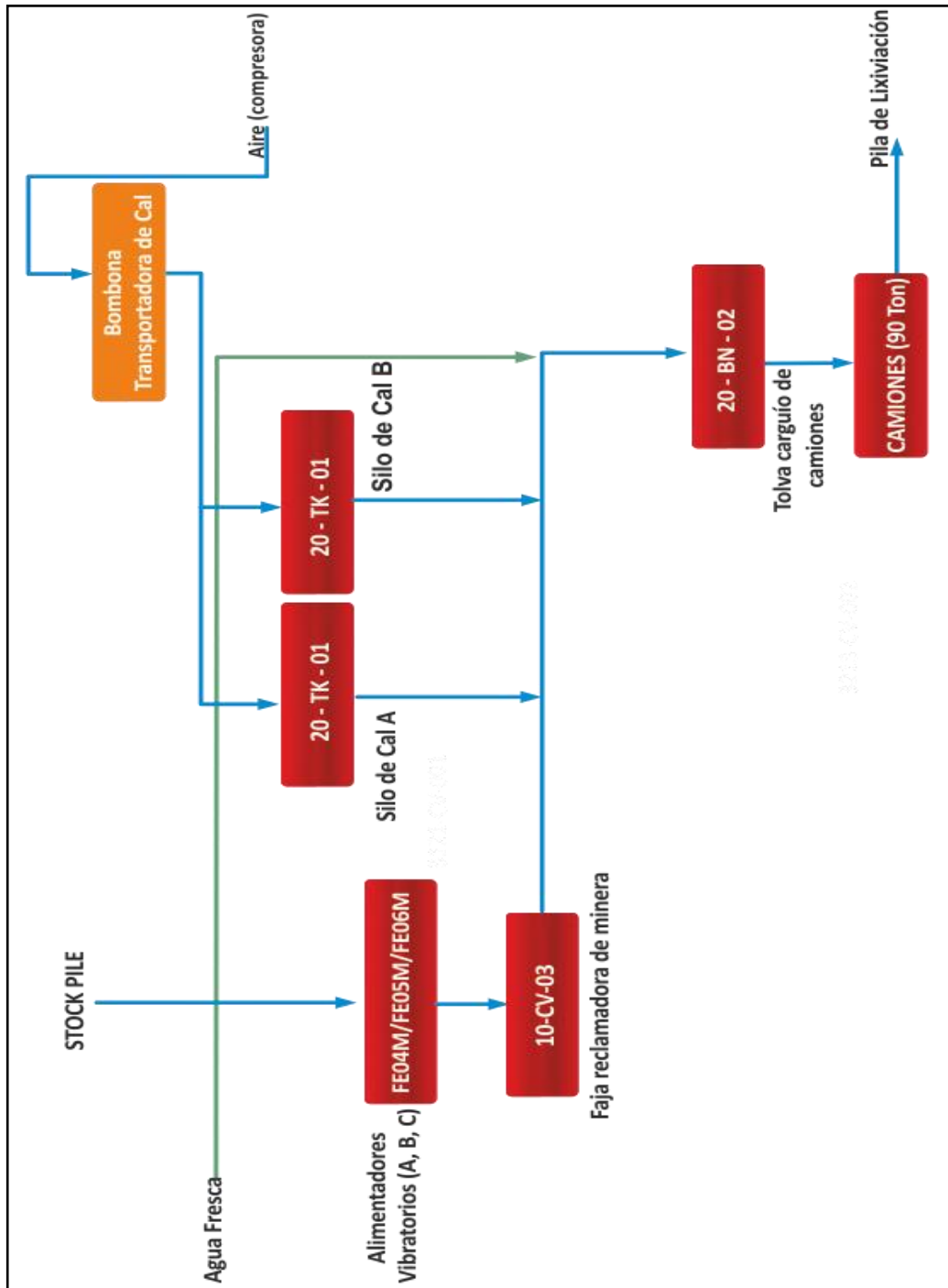


Figura 3. Diagrama de bloques del área de reclamo de mineral

Fuente: Elaboración propia

#### **d) Lixiviación de mineral**

Una vez que se depositó el mineral en promedio de 10000 m<sup>2</sup> se procede a realizar la remoción en la parte superior de la celda debido a que esta ha sido compactada por el tránsito de los vehículos durante el acarreo del mineral. Para esta etapa empleamos el tractor de orugas CAT D8.

La solución lixiviante es conducida a través de una línea de 14" de diámetro formada de acero al carbono SCH 40 y tubería HDPE que parte del tanque barren de 13" de diámetro por 6m de altura hacia el Pad por intermedio de una bomba de 1250 HP.

Se encuentra sobre un canal completamente impermeabilizado, termina en un manifold con dos filtros de 8" de diámetro de malla 130 micrones para retener las partículas que obstruyen el gotero luego continua con una tubería de HDPE de 14" de diámetro la cual tiene una reducción a 6" de diámetro donde se distribuí las celdas de riego, las celdas están formados por dos tuberías lay flat de 6" y 4" de diámetro donde van insertados las mangueras de riego por goteo con una malla de riego de 0,45 m x 0,40 m, Donde se lleva a cabo con solución alcalina

(manteniendo el pH entre 10,5 y 11,5) y una concentración de 63 a 65 ppm de cianuro.

#### **e) Solución de Proceso**

El caudal de solución de proceso está en promedio de 400 m<sup>3</sup>/h luego se incrementa a 860 m<sup>3</sup>/h a una tasa de riego de 10 Lt/h-m<sup>2</sup> a 11 Lt/h-m<sup>2</sup> de área transversal.

La solución que percola a través de la pila de mineral es colectada por un sistema de tuberías de drenaje construido sobre la geomembrana de polietileno que cubre todo el piso de la plataforma de lixiviación; la solución colectada llega hacia el sumidero y por intermedio de dos tuberías de HDPE descarga en la poza PLS de solución rica (Pregnant) de donde se bombea al circuito de adsorción.

La solución pobre que sale del circuito de adsorción descarga en el tanque barren 30-TK-05, donde se bombea al PAD de lixiviación.

**f) Pozas de Solución Pregnant (PLS) y Contingencia (PGE)**

El sistema de manejo de la solución para el Pad de lixiviación se efectúa mediante dos pozas las cuales han sido diseñadas con el concepto de descarga cero.

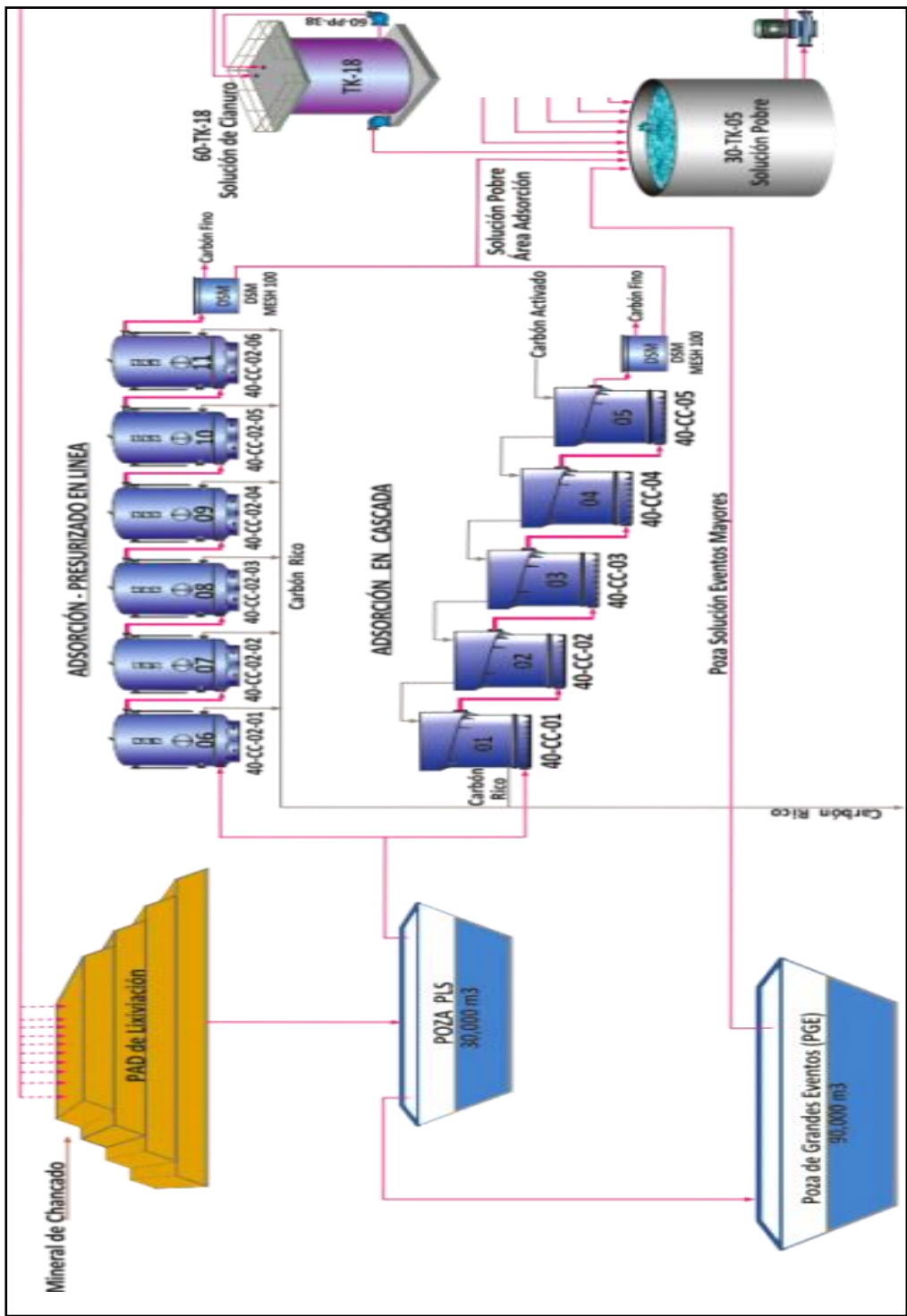


Figura 4. Muestra el circuito cerrado de solución de proceso.

Fuente: Elaboración propia

**Poza Solución Pregnant (PLS)** tiene una capacidad de 30000 m<sup>3</sup> y almacena los flujos de solución rica provenientes del Pad de lixiviación, que se bombea hacia la planta de procesos (adsorción), posee tuberías de subdrenaje que descargan en una poza de monitoreo, esta impermeabilizada con dos láminas geomembrana de HDPE de 1,5 mm cuenta con un detector de fugaz.

**Poza Grandes Eventos (PGE)** tiene una capacidad de 90000 m<sup>3</sup> y almacena las soluciones excedentes procedente de la poza PLS, que luego son recirculadas al proceso esta impermeabilizada con una lámina de geomembrana de HDPE de 1,5 mm, cuenta con tuberías de subdrenaje que descargan en una poza de monitoreo.

#### **g) Planta de Procesos ADR**

Se ha seleccionado una instalación de Adsorción-Desorción-Reactivación del carbón (ADR) para la recuperación del oro y de la plata.

#### **h) Adsorción**

La planta de adsorción procesa 860 m<sup>3</sup>/h de solución pregnant, procedente de la poza PLS y se bombea mediante a tuberías de HDPE de 16" de diámetro , rica en complejos de oro y plata principalmente es

procesada en el circuito de adsorción (método CIC) mediante un circuito en cascada de 5 columnas de 4,0 m diámetro por 3,8 m de altura y un circuito de adsorción presurizado en línea que consta de una batería 6 columnas de 4,10 m diámetro x 5,34 m de altura, cargadas con 6000 kg de carbón activado de malla 6 por 12 por columna.

El carbón activado tiene la propiedad de adsorber los complejos cianurados de oro, plata y otros metales en solución; debido a su estructura porosa. La solución más rica ingresa a la columna con mayor carga de oro, donde es adsorbido una mayor cantidad de oro, luego pasa a la segunda y así sucesivamente hasta la última columna que contiene carbón más activo y una menor carga para luego salir hacia el tanque barren.

La eficiencia promedio del proceso de adsorción es de 96 % con una carga promedio de 3,5 Kg Au/TM de carbón. Cuando el carbón ha completado su carga es enviado a la etapa de desorción.

#### **i) Desorción y Electro Obtención**

Para el proyecto, se seleccionó un circuito de desorción a presión

tipo Zadra, con una solución caliente. Este tipo de circuito requiere de 15 horas a 18 horas, para completar un ciclo, se cuenta con 2 reactores de 3 toneladas de carbón que se pueden operar en forma paralela o en serie.

Durante el ciclo de la elución, el oro y la plata son extraídos continuamente por electro-obtención de la solución eluyente enriquecida simultánea con la desorción.

El carbón rico y/o cargado es descargado de las columnas que contiene mayor cantidad de oro y transferido hacia los reactores de desorción (41-PV-01 / 41-PV-02) para ser despojado los especies metálicas adsorbidas, para lo cual se prepara en el tanque de elusión una solución que contiene el 1 % de NaOH y 0,1 % de NaCN, la cual se calienta indirectamente a través de un calentador eléctrico se bombea el flujo en forma ascendente a través del lecho de carbón en los reactores de desorción donde se extrae los valores preciosos del carbón, la solución de desorción cargadas de valores sale por la parte superior de los reactores pasan por dos enfriadores tubulares disminuyendo la temperatura a 348 °K y se dirige a las dos celdas de electrodeposición que se encuentran en serie donde los valores de metales son electroquímicamente precipitados en forma de lodos en los cátodos la

solución eluida pobre se encamina al tanque de elusión (41-TK-06).

Se recircula al calentador eléctrico para volver a pasar por los reactores de desorción y seguir desorbiendo el carbón, el proceso continua hasta que el contenido de oro y plata del carbón pobre estén por debajo de 2 ppm.

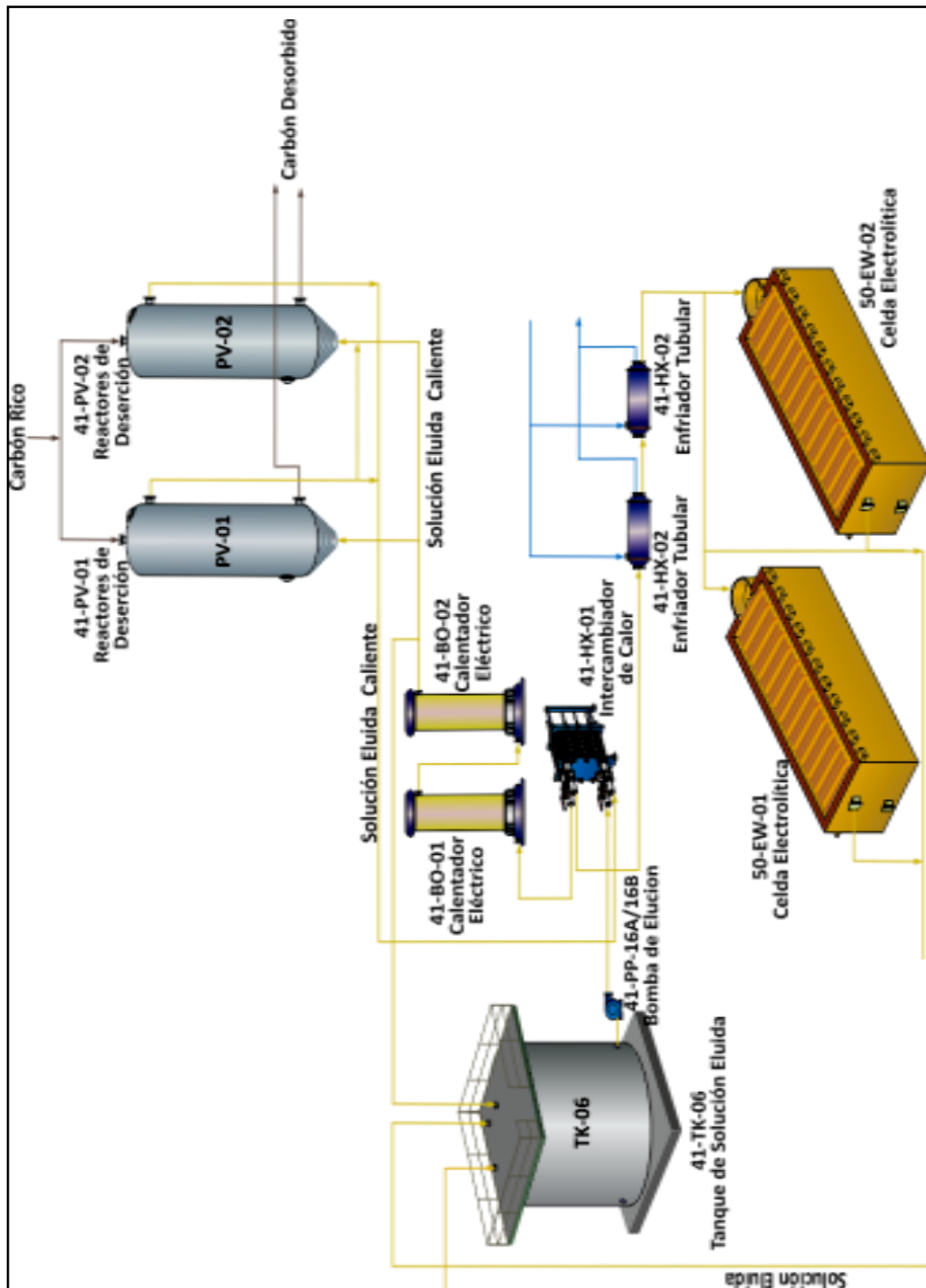


Figura 5. Circuito del proceso de desorción.

Fuente: Elaboración propia

## **j) Lavado Acido y Reactivación Térmica**

El lavado acido o la reactivación química del carbón se realizará con la finalidad de eliminar la deposición de carbonatos que precipitarán en el área superficial del carbón que disminuirán la capacidad de adsorción del oro y plata, este proceso se lleva a cabo en dos reactor de fibra de vidrio, donde después de terminar la desorción se transfiere a los reactores de lavado acido, 3000 Kg de carbón en cada reactor, luego se adiciona HCl llegando hasta un pH 3 en un lapso de 2 horas, al final se neutralizada con una solución de hidróxido de sodio.

**La reactivación térmica** elimina fundamentalmente los compuestos orgánicos adsorbidos por el carbón, se realiza en un horno eléctrico horizontal de capacidad de 3 Toneladas de carbón en 24 horas, a una temperatura de 833 °K, este circuito cuenta con una zaranda vibratoria malla N° 20 con tolva de alimentación y alimentador lo cual alimenta al horno, luego es zarandeado y el carbón de malla +20 retorna al proceso de adsorción y el carbón de malla -20 se retira del proceso.

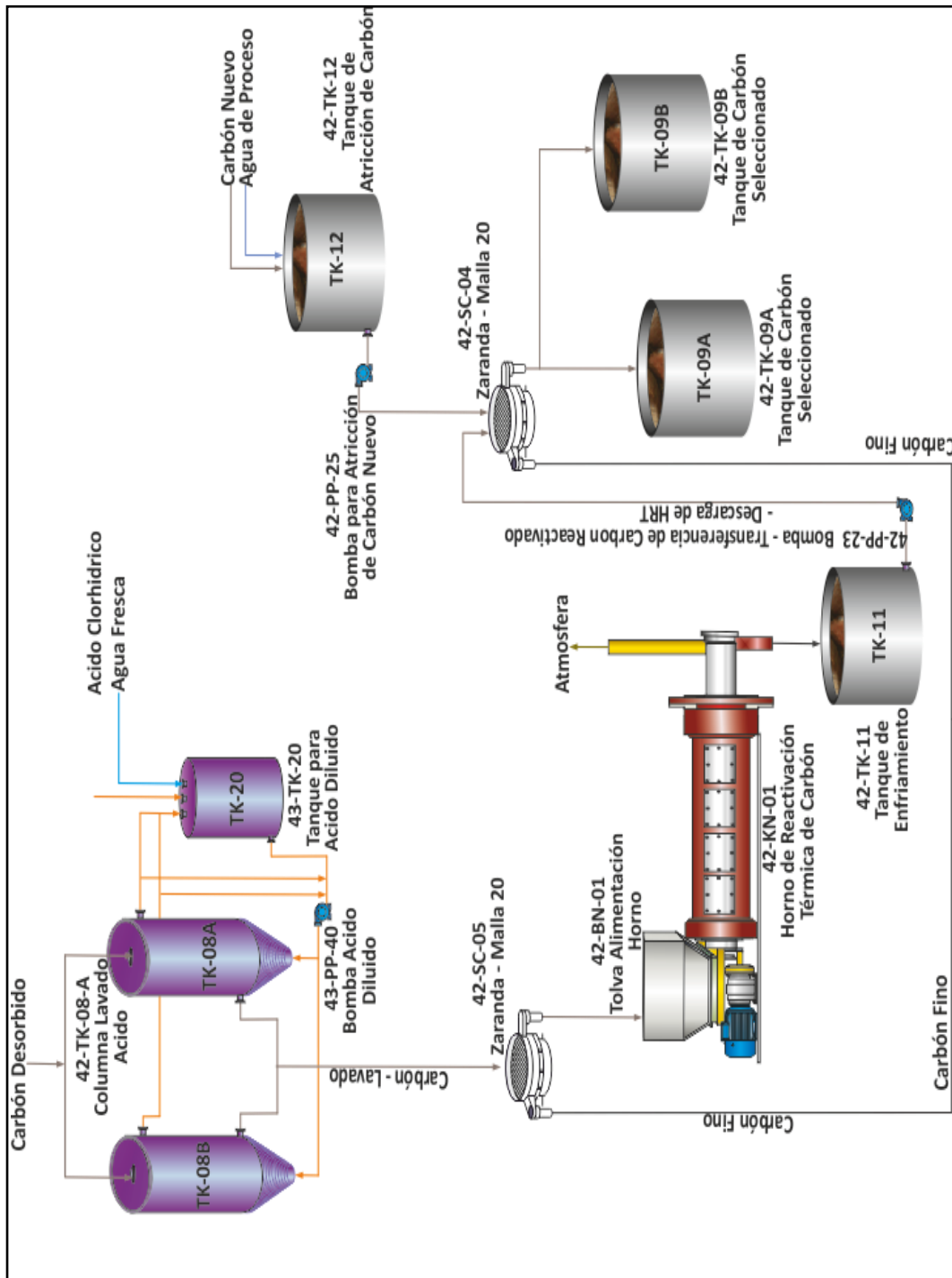


Figura 6. Circuito lavado ácido y reactivación térmica.

Fuente: Elaboración propia

### **k) Cosecha y Fundición**

Los cátodos electrolíticos saturados con cemento en la celda electrolítica son lavados con agua a presión, luego es filtrado.

Después del lavado y filtrado el cemento es colectada en la retorta para quitar el mercurio que hubiera en el cemento, luego es mezclado con los fundentes y se funde en un horno eléctrico a una temperatura 1573 °K, para realizar la colada y obtener las barras de Bullón de 40 % a 60 % Oro y 30 % a 50 % de Plata.

Los gases producto de la fundición son conducidos vía una campana y un extractor hacia una torre de lavado (scrubber) donde se recuperará estos polvos que han sido arrastrados juntamente con los gases durante la fundición, los gases completamente fríos y limpios de sólidos van a la atmósfera libre de todo contaminante.

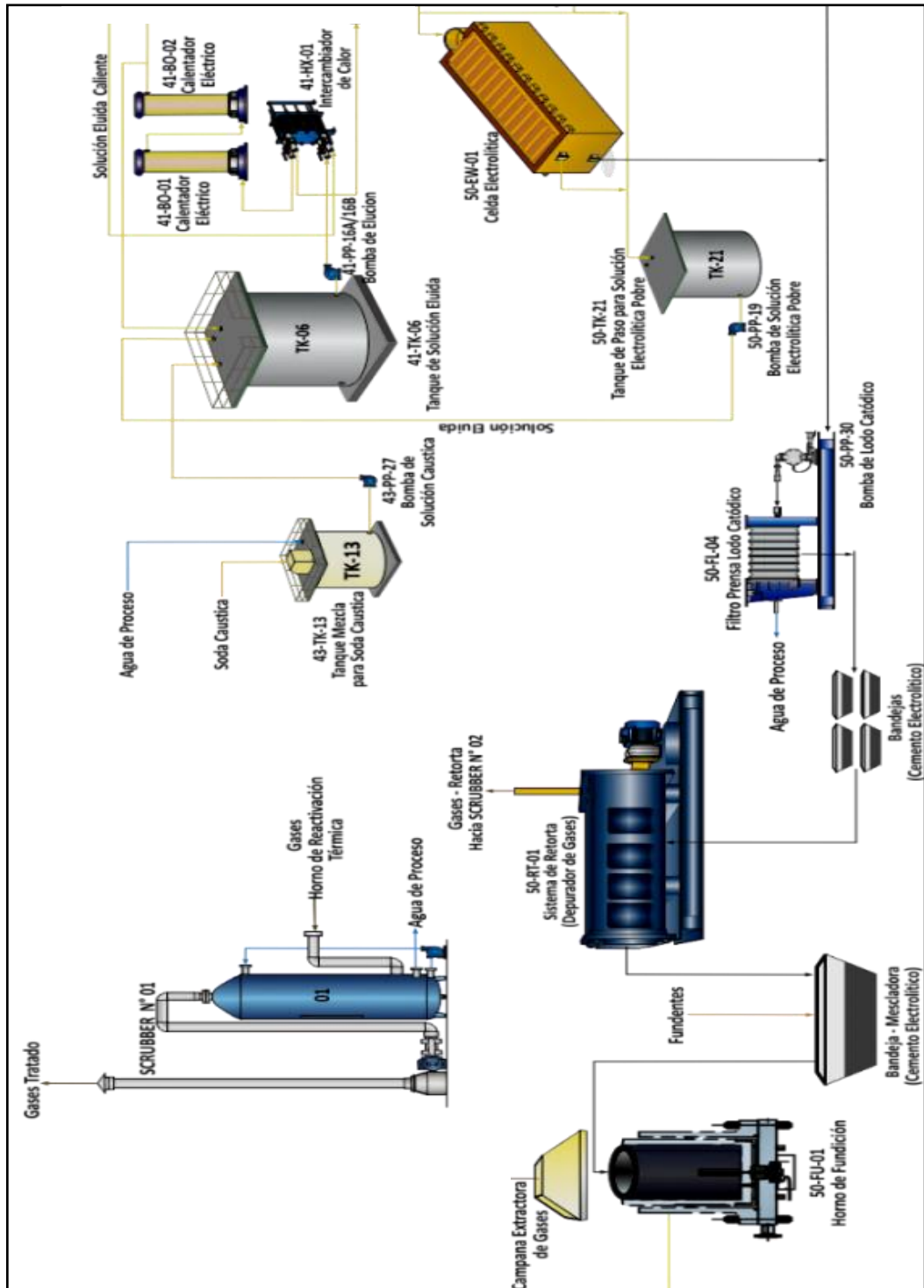


Figura 7. Muestra el circuito de cosecha y fundición.

Fuente: Elaboración propia

### 2.3. CIANURACIÓN DEL ORO

La propiedad que tiene el cianuro para disolver al oro metálico fue conocida y publicada por Carl Wilhem S. en 1783. Varios otros científicos estudiaron las probables reacciones involucradas; pero Elsner (1846) estableció la necesidad de la presencia de oxígeno para que el cianuro disuelva oro según la reacción:



Sin embargo, su aplicación para el tratamiento de minerales fue propuesta mucho después por el metalurgista John Stewart Mac Artur en su patente de invención Proceso de Obtención de Oro y Plata desde sus minerales en 1887. Inmediatamente el proceso de cianuración, tuvo éxito y divulgación extraordinarios al descubrirse yacimientos de oro en Nueva Zelanda en 1889 y Sudáfrica en 1890.

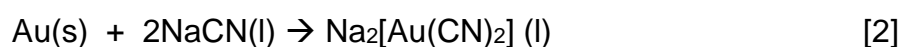
En términos generales la cianuración es el proceso mediante el cual se inundan o se riegan los minerales auríferos, sean éstos sulfurados u oxidados, utilizando soluciones alcalinas diluidas de NaCN o KCN bajo ciertas condiciones operativas, con la finalidad de disolver los metales

valiosos de oro y plata que se encuentran diseminados en él. (Misari, F. 2003)

### a) Termodinámica

Para poder comprobar que el proceso de disolución de oro tiene lugar con una solución acuosa de cianuro, es necesario tener como herramienta un diagrama de Pourbaix; el cual se grafica teniendo en cuenta el potencial de oxidación y/o reducción química propuesta y el pH a la cual se lleva a cabo ésta.

Podemos observar que la disolución del oro se lleva a cabo dentro de los límites de estabilidad del agua:



Por su nivel inferior el campo de estabilidad del complejo aurocianuro  $[\text{Au(CN)}_2]^{-2}$  está limitado por una recta que inicialmente tiene una pendiente bien pronunciada debido al efecto de la hidrólisis del cianuro a pH menor a 9,4 volviéndose luego de este pH una recta más suave y casi horizontal debido a la acción oxidante que tiene el oxígeno

para el oro en medio básico lo cual permite su disolución. Durante la cianuración este es el único complejo estable.

Por otro lado lejos de oxidarse el ion áurico  $\text{Au}^{3+}$  y los compuestos  $\text{Au}(\text{OH})_3$  y  $\text{HAuO}_3^{-2}$  son reducidos con la presencia del cianuro.

Las condiciones termodinámicas para que se dé el proceso de cianuración son las siguientes: (Montgomery, D. 1991).

- Temperatura ambiente 291 °K a 303 °K.
- Presión parcial de oxígeno 0,21 atm. (Condiciones normales)
- pH alcalino de 10,5 a 11,5
- Cianuro de baja a moderada concentración (0,02 % - 0,2 %)
- Como lo muestra el diagrama de equilibrio Potencial – pH del sistema Au – H<sub>2</sub>O a 298°K, representado en la figura 6, el oro es un metal muy noble, es decir, difícilmente oxidable porque su dominio de estabilidad recubre todo el dominio de estabilidad del agua.

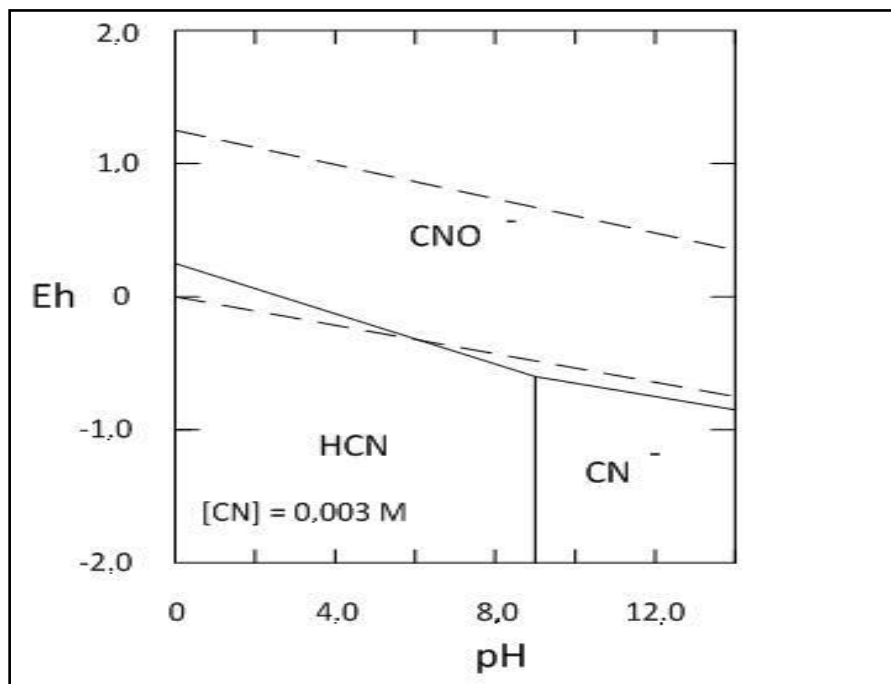


Figura 8. Diagrama Eh – pH para el sistema CN-H<sub>2</sub>O a 298 °K y una concentración 1 milimolar

Fuente: (Modificado de Smitb y Mudder, 1991)

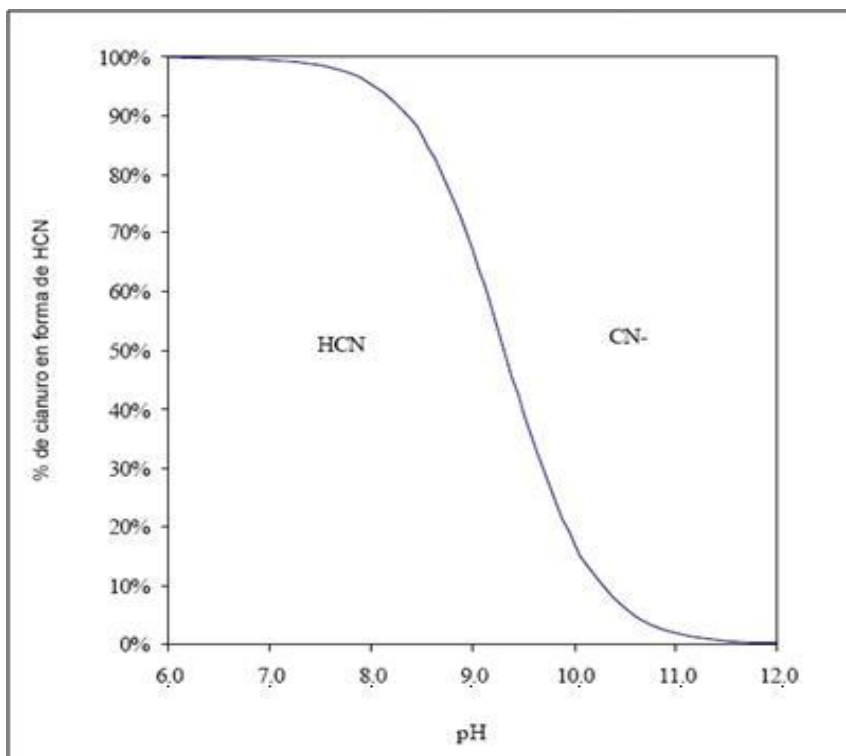


Figura 9. Concentraciones de Cianuro y Ácido Cianhídrico.

Fuente: (Domic. M, 2001)

En la naturaleza, el oro se encuentra sobre todo al estado nativo, diseminado en rocas cuarcíferas, en vetas auríferas y en los depósitos aluviales o placeres, provenientes de la desagregación de estas rocas. El oro se encuentra asociado principalmente a los minerales de plata y cobre. El se encuentra a menudo también asociado a minerales de fierro, plomo-cinc y sulfoarseniuros más complejos.

El contenido de oro en los minerales varía enormemente; pero, normalmente se explota minerales que tienen una ley de entre 1 g/t y 10 g/t. El tratamiento de los minerales de oro se hace, en términos generales, mediante los procesos clásicos de flotación, concentración gravitacional y cianuración.

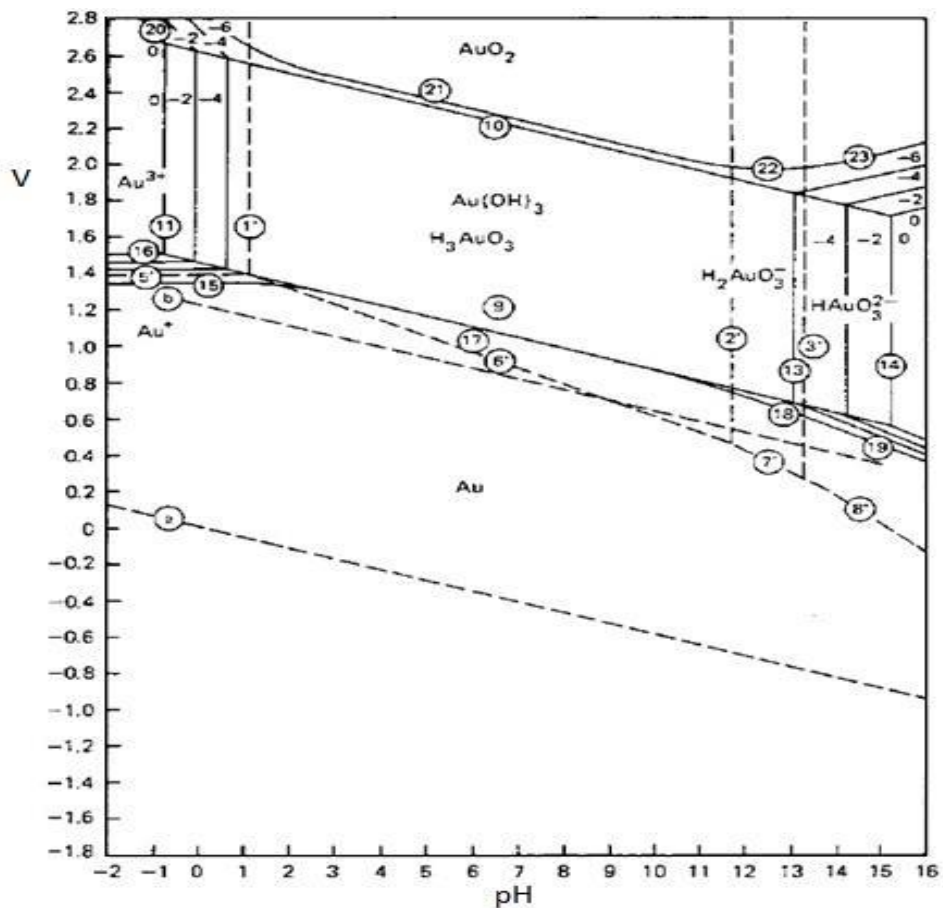


Figura 10. Diagrama de equilibrio potencial-pH del oro - agua a 298°K.

Fuente: (Habashi, F. (1966))

## **b) Cinética**

La velocidad de cianuración se ve grandemente incrementada cuando la partícula de oro a disolver es más pequeña y además existe una buena agitación en medio lixivante. (Manrique, J. 2005)

La disolución del oro en las soluciones de cianuro se lleva a cabo en 4 etapas:

- Difusión de los reactantes desde la solución hasta la interfase sólido – líquido.
- Adsorción de los reactantes en la superficie del sólido
- Reacción en la superficie del sólido generando productos
- Difusión de estos productos de la interfase sólido líquido a la solución.

El tiempo que emplean las etapas 1 y 4 es controlado por la velocidad de difusión por lo que si ésta es la etapa controlante del proceso una mayor agitación será necesaria para acelerar el proceso debido a que disminuirá la capa límite de Nernst; en tanto que las etapas 2 y 3 están en función de la rapidez de los procesos químicos, por lo que es recomendable para disminuir el tiempo del proceso aumentar la temperatura en la medida de lo posible.

Hasta mediados del siglo pasado se desconocía porqué la disolución de oro era prácticamente igual a concentraciones de cianuro elevadas o diluidas, es decir, que las concentraciones altas no aceleraban el proceso; pero fue Deitz y Helpern (1953) cuyos trabajos realizados en Canadá resolvieron que el oxígeno no tiene efecto alguno para soluciones diluidas, mientras que si existe una relación directa entre la presión parcial de oxígeno y concentraciones de cianuro más altas, tal como se muestra en la Figura 11.

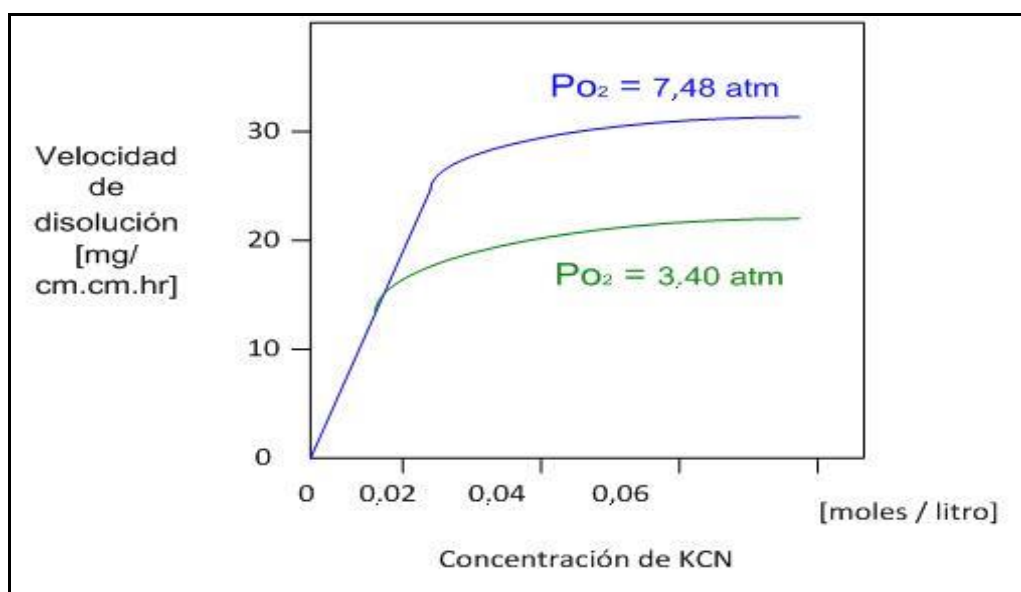


Figura 11. Curva típica de disolución de oro a 298 °K, efecto de la presión de oxígeno y su concentración en solución versus la concentración de cianuro.

Fuente: (Habashi, F. (1966))

En conclusión, el oxígeno afecta positivamente en la velocidad de disolución apenas se incrementa la cantidad de cianuro disponible; sin embargo, para condiciones atmosféricas, es decir, con presión de O<sub>2</sub> de 0,21 atmósferas las soluciones diluidas de cianuro tienen el mismo efecto práctico que una solución más concentrada.

A partir de la ley de difusión de Fick se deducen las velocidades para:

**Concentraciones de cianuro bajas:**

$$\text{Velocidad de disolución de oro} = A D_{\text{CN}^-} [\text{CN}^-] / 2 \delta \quad [3]$$

**Concentraciones de cianuro altas:**

$$\text{Velocidad de disolución de oro} = 2 A D_{\text{O}_2} [\text{O}_2] / \delta \quad [4]$$

Dónde:

- A = Área superficial en la cual ocurren las reacciones catódicas y anódicas.
- D<sub>CN<sup>-</sup></sub> y D<sub>O<sub>2</sub></sub> = Coeficientes de difusión del cianuro y de oxígeno
- [CN<sup>-</sup>] = Concentración del ión cianuro en el seno de la solución
- [O<sub>2</sub>] = Concentración del oxígeno en el seno de la solución

- $\delta$  = espesor de la capa límite de Nernst

La mayor velocidad para la disolución de oro ocurre cuando:

- $DO_2 / D_{CN^-} = 1,5$
- $DO_2 = 2,76 \times 10^{-5} \text{ cm}^2 / \text{s}$
- $D_{CN^-} = 1,83 \times 10^{-5} \text{ cm}^2 / \text{s}$

A temperatura ambiente y presión atmosférica, existe 8,2 mg de oxígeno disuelto en un litro de agua ( $0,27 \times 10^{-3} \text{ mol/L}$ ); de acuerdo con esto, la velocidad máxima de disolución de oro, con oxígeno del aire a 1 atmósfera ( $PO_2 = 0,21 \text{ atm.}$ ) estará dada por una concentración de NaCN de 0,079 g/L ( $1,62 \times 10^{-3} \text{ mol/L}$ ) aproximadamente, que es justamente lo que se observa en la práctica. (Domic, E. 2001)

## **2.4. HIPÓTESIS**

### **2.4.1. Hipótesis general**

El proceso de lixiviación de óxidos permitirá mejorar la recuperación de Oro en los minerales oxidados de la región Tacna.

## 2.5. VARIABLES

### 2.5.1. Variable independiente: X

Lixiviación de minerales oxidados de la región Tacna.

### 2.5.2. Variable dependiente: Y

Recuperación de Oro

## 2.6. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

En el siguiente cuadro se muestra la operacionalización de variables:

Tabla 4

Operacionalización de las variables.

<b>VARIABLES</b>	<b>INDICADORES</b>
<b>Dependiente:</b>	% Au en solución lixiviante
<b>Recuperación de Oro</b>	Cantidad de Licor lixiviado
<b>Independiente:</b>	% Cianuro en solución.
<b>Lixiviación de mineral de oxido</b>	Concentración de Cianuro y Oro.

Fuente: elaboración propia

## **CAPÍTULO III**

### **METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN**

#### **3.1. MUESTRA**

La finalidad del muestreo es la de obtener una pequeña cantidad de material de estudio, que represente tan aproximadamente posible a la masa global del mismo. (Cochran, W., Cox, G. 1990).

Con este objetivo se ubicó mediante datos del departamento de Ingeniería de mina, las zonas donde se encontraba el mineral que sería procesado en los siguientes meses, para realizar un muestreo, para el mineral sílice masiva , determinándose una serie de zonas de muestreo; las cuales se analizaron por observación superficial, determinándose algunas zonas de muestreo como las más adecuadas para ejecutar el muestreo, considerando las facilidades del muestreo sin interrumpir las operaciones en mina, la homogeneidad por observación de la superficie de la zona, la mayor homogeneidad del tamaño de partícula.

En base a la disponibilidad de equipos, manejados por el propio personal de metalurgia y las facilidades brindadas por mina, no teníamos problemas para tomar toda la muestra que sea necesaria, normalmente los muestreos podían ser de 40 Toneladas a 60 Toneladas por campaña, que era transportados hasta las instalaciones del laboratorio metalúrgico.

### **3.1.1. Preparación de la muestra para prueba en columna**

- a. Sacar una muestra representativa de la mina de 20 Toneladas métricas por lo menos, transportarla y homogenizarla en la zona de columnas con ayuda de un mini-cargador (Bobcat).
- b. Mediante el método de cono y cuarteo separar grupos para las pruebas en columna.
- c. Chancar las muestras al tamaño requerido para cada columna, hasta 4,4 pulgadas de diámetro, con un passing de 80 %.
- d. Adicionar al mineral la cal necesaria para mantener la alcalinidad protectora, para el mineral usamos 0,5 kg. cal/tm.

- e. Una vez obtenido el mineral, este se homogeniza 5 veces con lampa y luego se cuartea usando el método del cono.
- f. Tres de las cuartas partes se cargan a la columna y el otro cuarto que no ingresa a la columna se homogeniza 3 veces para realizar la siguiente división (cuarteo).
- g. Se cuartea en dos partes con la finalidad de obtener una muestra para la cabeza y otra para el análisis de malla valorada (granulometría del mineral y leyes en cada malla).
- h. La muestra para la cabeza, obtenida del paso anterior (peso mínimo 50 kg.), se chanca menor a 3/4" antes de proceder a su cuarteo sucesivo y derivar en cuatro cabezas representativas.
- i. De los cuarteos sucesivos que se obtienen, las muestras son chancados menor a 1/4" (peso mínimo 12 kg.) que luego serán cuarteados hasta obtener aproximadamente 5 kg. que deberán ser pulverizados para su respectivo análisis.

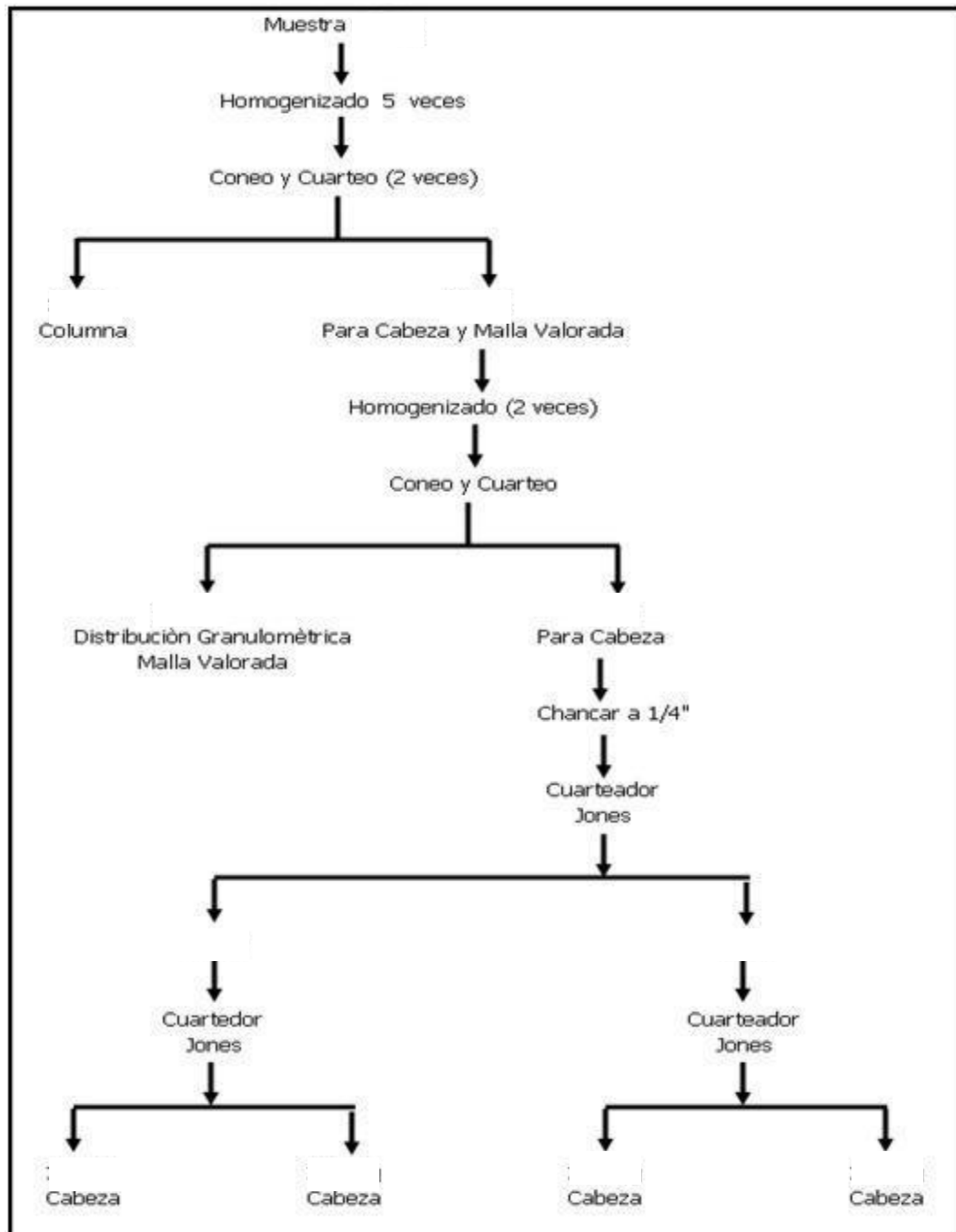


Figura 12. Diagrama de bloques para prueba en columna

Fuente: Elaboración propia

### 3.1.2 Preparación de solución cianurada

- a) Agregar agua a un recipiente que será usado durante la prueba de lixiviación.
- b) Luego adicionar cal de tal manera que el pH de la solución se mantenga en 10,5.
- c) Pesar cianuro de sodio (peso específico para cada prueba) y agregar al recipiente previamente alcalinizado.
- d) Cálculo del peso de cianuro para la prueba:

$$NaCN_{prueba} = \frac{V_{alimentado} \times Conc.CN_{prueba} \times 1,885}{1\ 000} \quad [5]$$

Donde:

NaCN Prueba = Peso de cianuro en la prueba (g.)

V alimentado = Volumen de solución alimentado a la columna (L.)

Concentración. CN Prueba = Concentración de cianuro libre (ppm.)

- e) Preparar las bombas peristálticas de alimentación de solución a las columnas, regular los flujos y proceder a regar las columnas.

### 3.1.3. Controles de pruebas en columna

- a) Pesar la solución drenada en el segundo balde ubicado en la parte inferior de la columna (Solución Rica), descontar la tara del recipiente y anotar el peso neto, que en nuestro caso es igual al volumen en el registro particular de la columna correspondiente.
- b) Sacar una muestra de esta solución rica para ensaye en el laboratorio químico aproximadamente 20 ml.
- c) De la muestra anterior, tomar 10 ml. para determinar la concentración de cianuro libre, adicionar a esta muestra tres gotas de rodamina y tres gotas de hidróxido de sodio y titular con una solución estandarizada de nitrato de plata de concentración de 3,26 g/L, hasta viraje de color de amarillo a naranja.
- d) Luego calcular la concentración de cianuro remanente en la solución rica de la siguiente manera:

Cianuro Remanente:

$$NaCN_{remanente} = \frac{V_{DrenadoNeto} \times V_{AgNO_3} \times 1,885}{V_{Muestra}} \quad [6]$$

Donde:

- $NaCN_{Remanente}$  = Cianuro remanente en solución (g.)
- V Drenado Neto = Volumen neto de percolación, sin tara (L.)
- V AgNO<sub>3</sub> = Volumen consumido de nitrato de plata (ml.)
- V Muestra = Volumen de muestra para titulación (ml.)

e) Cálculo del cianuro de reposición

$$W_{NaCN} = (NaCN_{prueba} - NaCN_{remanente}) \quad [7]$$

$W_{NaCN}$  = Peso de cianuro a adicionar (g.)

f) Luego medir el pH (en un vaso de precipitado); si el pH es menor a 10,5 agregar cal a la solución de percolación hasta igualar o superar el pH de 10,5.

g) En caso de tener excedente de volumen de riego, se debe recircular la solución, en caso contrario, compensar lo necesario hasta llevar al volumen de trabajo de la prueba.

- h) Colocar el balde con la solución de riego en la línea de alimentación de la columna correspondiente de manera que todo el volumen de solución pase a través de la columna de carbón, para ser convertida en solución barren.
- i) Sacar una muestra de la solución barren en un tubo de ensayo aproximadamente 20 ml. Para ensaye en el laboratorio químico, si la concentración de oro en la solución barren es mayor a 0,02ppm se debe evaluar el cambio del carbón activado en la columna de carbón.
- j) En caso de que la solución de percolación tenga Concentración de oro menor a 0,03 ppm por cuatro días consecutivos e debe iniciar el lavado de la columna.
- k) Lavar el mineral en la columna hasta obtener concentración de cianuro menor a 10 ppm (viraje con 1 gota de nitrato de plata).
- l) Dejar drenar la solución retenida en el mineral hasta que no haya percolación y luego proceder a descargar la columna.

## **CAPÍTULO IV**

### **ANÁLISIS Y RESULTADOS**

En el presente capítulo se aprecia toda la información que se recolecta antes, durante y al cierre de cada prueba en columna, donde se tienen los resultados tanto en cabeza analizada como calculada, además del cierre de la columna por malla valorada, consumos de reactivos y el control u seguimiento del pH para evitar la hidrólisis del cianuro.

También se mostrará la interpretación de los resultados obtenidos sobre el efecto del tamaño de partícula y la variación de la densidad de riego en la recuperación de oro, en donde se tomaron 25 datos en total por cada prueba, uno por día de lixiviación, donde podremos apreciar las diferencias entre estas, de igual manera se mostrara el consumo de NaCN y Cal.

#### **4.1. Efecto del tamaño de partícula en la recuperación de Oro, utilizando columna de lixiviación.**

El estudio de este parámetro se lleva a cabo con el fin de comparar la recuperación de oro sobre el tamaño de partícula menor a 3", 2" y 1", utilizando la lixiviación en columna.

En la Figura 13, podemos observar que para un tamaño de partícula de menor a 3", obtenemos un 69 % en la extracción de oro en los primeros 10 días de lixiviación, obteniendo un máximo del 83,4 % en 25 días.

Para un tamaño de partícula menor a 2", la extracción de oro es mayor con un 83,3 % en los primeros 10 días, en comparación del tamaño de partícula menor a 3", posteriormente se alcanza un 89,5 % en 25 días de lixiviación.

Para un tamaño de partícula menor a 1", la extracción de oro es relativamente alta con un 82,7 % en los primeros 10 días, en comparación del tamaño de partícula menor a 3", posteriormente se alcanza un 91 %

en 25 días de lixiviación, superando a los tamaños de partícula menor a 2” y menor a 3” Respectivamente.

Los resultados demuestran, que a menor tamaño de partícula mayor extracción de oro.

**MINSUR S.A.**  
**Cianuración en Columna**

**I.- MUESTRA**

Muestra : Mineral Tajo checocollo  
Punto 3 Alteracion Sílice MASIVA Ley Media Poligono 16-D-6-M

**II.- ENSAYE DE CABEZA**

Columna	Leyes de Cabeza (g/TM)		
	Au	Ag	Cu
C-19 -1"	0.5	1.7	8.5
C-20 -2"	0.5	1.7	8.0
C-30 -3"	0.51	2.63	8.33

**III.- MINERAL TAL COMO LLEGA**

**CARACTERISTICAS**

Columna	Granulometría	pH natural	pH final después de dosificación
C-19	100%-1"	8.05	10.81
C-20	100%-2"	7.92	10.55
C-30	100%-3"	7.79	10.51

**CARGADO DE MINERAL**

Peso Húmedo de mineral cargado  
Humedad total  
Peso del mineral seco cargado  
Altura del mineral  
Diámetro de la columna  
Diámetro de la columna  
Área la columna  
Densidad aparente mineral  
Densidad aparente mineral (En cilindro)

Columna		
C-19 -1"	C-20 -2"	C-30 -3"
342.40 kg	343.40 Kg	1629.20 Kg
1.66 %	2.88 %	0.9 %
336.73 Kg	333.53 Kg	1614.70 Kg
298 cm	297 cm	300 cm
33.0 cm	33.0 cm	76.2 cm
13 Pulg	13 Pulg	30 Pulg
0.09 m <sup>2</sup>	0.09 m <sup>2</sup>	0.46 m <sup>2</sup>
1.34 tm/m <sup>3</sup>	1.35 tm/m <sup>3</sup>	1.19 tm/m <sup>3</sup>
1.36 tm/m <sup>3</sup>	1.35 tm/m <sup>3</sup>	1.21 tm/m <sup>3</sup>

**CONDICIONES**

Densidad de riego  
Flujo de riego  
Volumen de riego  
Fuerza de NaCN libre  
CaO  
CaO

Columna		
C-19 -1"	C-20 -2"	C-30 -3"
11.0 L/h-m <sup>2</sup>	11.0 L/h-m <sup>2</sup>	11.0 L/h-m <sup>2</sup>
15.70 ml/min.	15.70 ml/min.	83.61 ml/min.
22.61 L	22.61 L	120.39 L
60 ppm	60 ppm	60 ppm
162 g	158 g	805 g
0.48 kg/t	0.47 kg/t	0.50 kg/t

Figura 13. Información detallada de prueba en columna

Fuente: Elaboración propia

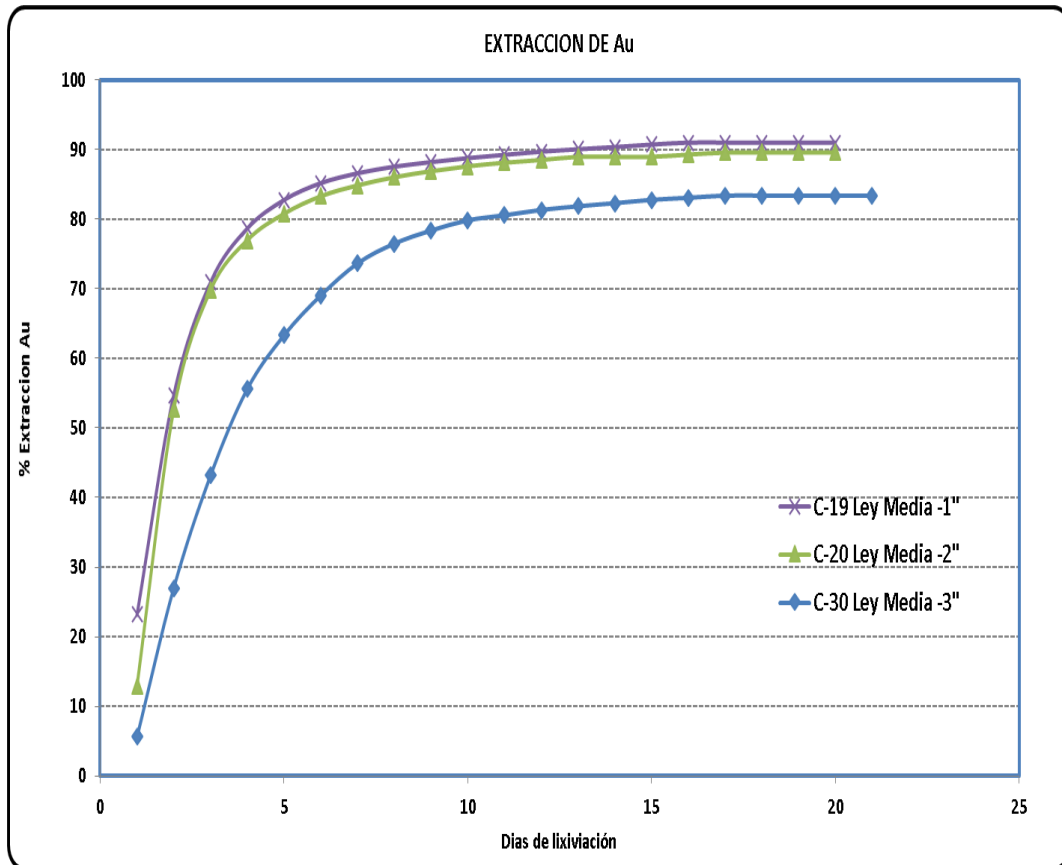


Figura 14. Extracción de Oro en columna de lixiviación, a un tamaño de partícula de 100 % menor a 1",2" y 3", velocidad de flujo de 11 L/h-m<sup>2</sup>, con una concentración de cianuro de 60 ppm.

Fuente: Elaboración propia

#### **4.2. Efecto de la densidad de riego en la recuperación de Oro utilizando columna de lixiviación.**

La variación en el flujo de alimentación se presenta en la Figura 14, donde se utiliza un tamaño de partícula de menor a 3", y el flujo de alimentación fue variado de 11 l/h-m<sup>2</sup> a 20 l/h-m<sup>2</sup>.

Analizando los datos obtenidos para la extracción de Oro, con la velocidad de alimentación se observan cambios significativos en los porcentos de extracción, ya que en el día 17 se obtiene un 81,2 % de extracción de Oro utilizando un flujo de 11 l/h-m<sup>2</sup>., comparado con un 84,6 % en el mismo tiempo, con un flujo de 20 l/h-m<sup>2</sup>.

Podemos concluir que al aumentar la velocidad de flujo de lixiviación, ayuda al porcentaje de extracción de Oro.

**MINSUR S.A.**  
**Cianuración en Columna**

**I.- MUESTRA**

Muestra : Mineral Tajo checocollo  
Punto 3 Alteración Silíce MASIVA Ley Media Poligono 16-D-6-M

**II.- ENSAYE DE CABEZA**

Columna	Leyes de Cabeza (g/TM)		
	Au	Ag	Cu
C-28 Densidad 20	0.51	2.63	8.33
C-29 Densidad 11	0.51	2.63	8.33

**III. MINERAL TAL COMO LLEGA**

**CARACTERISTICAS**

Columna	Granulometría	pH natural	pH final después de dosificación
C-28 Densidad 20	100%-3"	7.75	10.39
C-29 Densidad 11	100%-3"	7.85	10.53

**CARGADO DE MINERAL**

Peso Húmedo de mineral cargado  
Humedad total  
Peso del mineral seco cargado  
Altura del mineral  
Diámetro de la columna  
Diámetro de la columna  
Área la columna  
Densidad aparente mineral  
Densidad aparente mineral (En cilindro)

Columna	
C-28 Densidad 20	C-29 Densidad 11
1688.60 kg	1675.00 Kg
1.1 %	1.2 %
1669.60 Kg	1654.90 Kg
300 cm	300 cm
76.2 cm	76.2 cm
30 Pulg	30 Pulg
0.46 m <sup>2</sup>	0.46 m <sup>2</sup>
1.23 tm/m <sup>3</sup>	1.22 tm/m <sup>3</sup>
1.21 tm/m <sup>3</sup>	1.22 tm/m <sup>3</sup>

**CONDICIONES**

Densidad de riego  
Flujo de riego  
Volumen de riego  
Fuerza de NaCN libre

Columna	
C-28 Densidad 20	C-29 Densidad 11
20.0 L/h-m <sup>2</sup>	11.0 L/h-m <sup>2</sup>
83.61 ml/min.	83.61 ml/min.
120.39 L	120.39 L
60 ppm	60 ppm

Figura 15. Información detallada de prueba en columna

Fuente: Elaboración propia

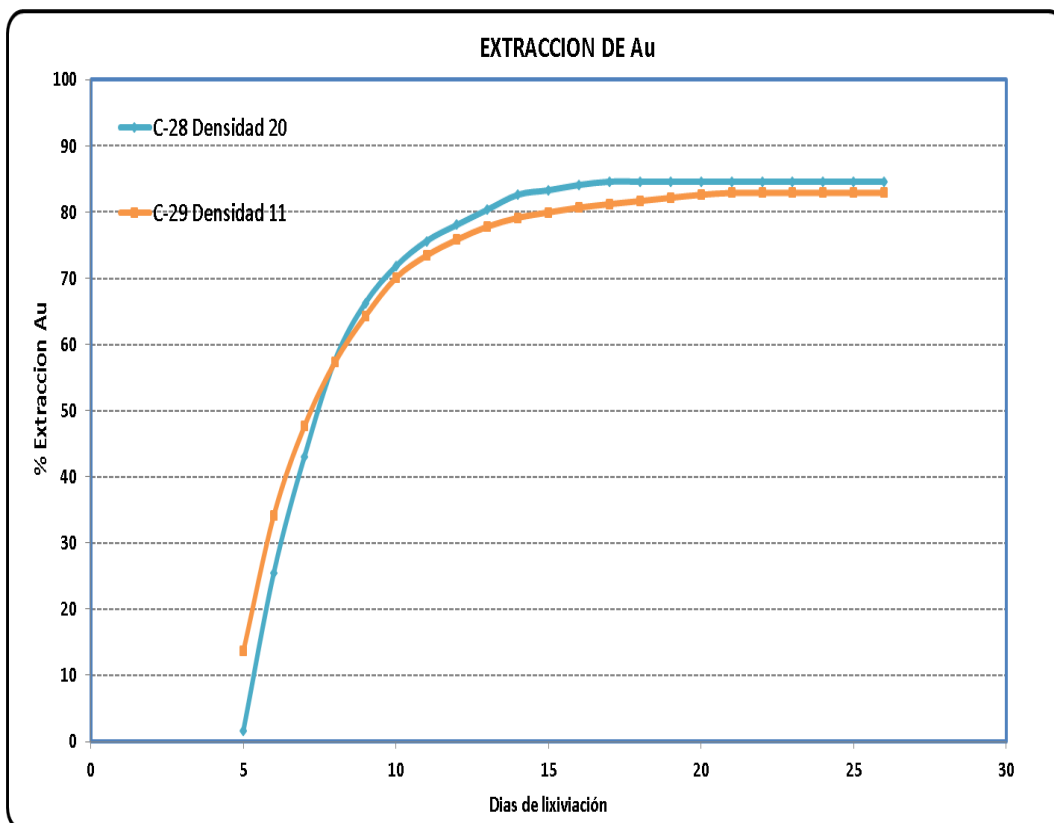


Figura 16. Extracción de Oro en columna de lixiviación, a un tamaño de partícula de 100 % menor a 3" Pulgadas, con una concentración de cianuro de 60 ppm, variación de flujo de 11 L/h-m<sup>2</sup> y 20 L/h-m<sup>2</sup> en un tiempo de 25 días de lixiviación.

Fuente: Elaboración propia

## CONCLUSIONES

Al incrementar la tasa de riego para el mineral entre 11 L/h.m<sup>2</sup> y 20 L/h.m<sup>2</sup> la recuperación de oro se maximiza hasta valores de superiores al 85 %.

Se concluye que a medida que variamos el tamaño de la partícula del mineral de la mina desde 2" a 1", la recuperación de oro no se ve afectada significativamente.

Al maximizar las variables operativas ya mencionadas, en las conclusiones anteriores, podemos regar un ciclo de lixiviación en 30 días.

## RECOMENDACIONES

Se sugiere incrementar la tasa de riego de  $10 \text{ L/h.m}^2$  a  $15 \text{ L/h.m}^2$  en la operación industrial, como un primer paso, luego del cual se puede subir hasta valores próximos a  $20 \text{ L/h.m}^2$ , para acelerar la cinética de lixiviación.

Se recomienda reducir el tamaño de la partícula del mineral de la mina a  $2''$ , porque la recuperación de oro se ve beneficiada significativamente.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Cochran, W., Cox, G. (1990). *Diseños Experimentales*". México: Editorial Trillas.

Domic, E. (2001). *Hidrometalurgia: Fundamentos, Procesos y Aplicaciones*. Santiago de Chile: Andros Impresoras Ltda, Primera Edición.

Habashi, F. (1996). *Handbook of Extractive Metallurgy*. Vol.I, USA: Editorial Wiley.

Manrique, J. (2005). *Manejo de Pilas de Lixiviación en Minera Yanacocha* S.R.L. Lima: Editorial UNMSM.

Misari, F. (2003). *Metalurgia del Oro*. Lima: Editorial CEPECT. 1ª Edición.

Montgomery, D. (1991). *Diseño de Análisis de Experimentación*. México: Editorial Iberoamericana S.A