

**UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN – TACNA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA**

**ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA**

**EVALUACIÓN DE LOS FACTORES DE CIANURACIÓN DEL  
MINERAL M1 DE LA MINA LAGUNAS NORTE  
PARA MEJORAR LA RECUPERACIÓN DE  
ORO EN LA EMPRESA MINERA  
BARRICK MISQUICHILCA**

**TESIS**

**Presentada por:**

**CARLOS FELIPE MARTÍN BARANDIARÁN MAÚRTUA**

**Para optar el Título Profesional de:**

**Ingeniero Metalurgista**

**TACNA - PERÚ**

**2013**

**UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN – TACNA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA**

**ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA  
METALÚRGICA**

EVALUACIÓN DE LOS FACTORES DE CIANURACIÓN DEL MINERAL  
M1 DE LA MINA LAGUNAS NORTE PARA MEJORAR LA  
RECUPERACIÓN DE ORO EN LA EMPRESA MINERA BARRICK  
MISQUICHILCA

La tesis fue sustentada y aprobada el día...21 de diciembre del 2012, por  
el jurado calificador integrado por:

Presidente : .....

Mgr. Carlos Liborio Gutiérrez Delgado.

Secretario : .....

MSc. Tolomeo Raúl Soto Pérez

Vocal : .....

Mgr. Alberto Savino Pacheco Pacheco

## DEDICATORIA

*A mi esposa **Paola** por su apoyo constante e incondicional en las diferentes etapas de nuestras vidas y a mis hijos **Diego** y **Camilo** quienes nos dan la fuerza necesaria para conseguir nuestras metas de familia.*

*A mis queridos padres, hermana y abuelas **Betsy y Felipe, Ileana y Livia** e **Ileana** 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 Barrick Misquichilca Lagunas Norte 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: Augusto Chung, Pedro Ticona, Eduardo Tejada, José Vidarte, entre tantos otros profesionales de primer nivel, quiénes depositaron su confianza en nosotros en el período 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.

**CARLOS**

## CONTENIDO

	Página
RESUMEN	
INTRODUCCIÓN	
CAPÍTULO I	
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA .....	3
1.1 DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA.....	3
1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	4
1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	4
1.4 IMPORTANCIA DEL PROBLEMA.....	5
1.5 JUSTIFICACIÓN DEL PROBLEMA.....	6
1.6 VARIABLES.....	6
1.7 DEFINICIÓN OPERACIONAL DE LAS VARIABLES.....	7
1.8 HIPÓTESIS.....	9
CAPITULO II	
FUNDAMENTO TEÓRICO DEL PROCESO.....	10
2.1 ANTECEDENTES .....	10
2.2 PROPIEDADES FÍSICAS DEL ORO.....	12
2.3 PROPIEDADES QUÍMICAS DEL ORO.....	15
2.4 DESCRIPCIÓN DEL PROCESO PRODUCTIVO.....	17
2.4.1 Ubicación.....	17
2.4.2 Mina.....	17
2.4.3 Chancado y carga de camiones.....	20
2.4.4 Lixiviación en pilas.....	22
2.4.5 Merrill Crowe.....	24
2.4.6 Fundición.....	26
2.4.7 Laboratorio Metalúrgico.....	30
a. Muestreo en planta.....	30
b. Determinación de la humedad del mineral.....	31
c. Preparación mecánica de muestras.....	31
d. Análisis granulométrico.....	32

e.	Preparación de reactivos.....	32
f.	Cianuración en botella.....	33
g.	Cianuración en columnas.....	33
h.	Destrucción de cianuro.....	34
2.5	LITOLÓGÍA DE LA MINA LAGUNAS NORTE.....	34
2.6	CLASIFICACIÓN DE MINERALES PARA LA CIANURACIÓN.....	38
2.6.1	Proceso de Cianuración .....	41
2.6.2	Termodinámica.....	42
2.6.3	Cinética.....	48

### CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN .....	53
3.1 TIPO Y DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN.....	53
3.2 MUESTRA .....	54

### CAPÍTULO IV

<u>PRESENTACIÓN E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS</u> .....	64
4.1 PRESENTACIÓN DE RESULTADOS .....	72
4.2 <u>TÉCNICA EXPERIMENTAL</u> .....	74
4.2.1 Pruebas y Evaluaciones .....	75
4.3 FUNDAMENTO DEL MÉTODO ESTADÍSTICO EMPLEADO.....	77
4.4 ESTADÍSTICAS DE RESULTADOS DE RENDIMIENTO DE RECUPERACIÓN DE ORO.....	78
4.5 ANÁLISIS DE VARIANZA.....	86
4.6 ANÁLISIS DE MÁXIMOS Y MÍNIMOS (PARA PRIMERA EVALUACIÓN)94	
4.7 <u>INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS</u> .....	102
4.7.1 Interpretación de Máximos y Mínimos .....	103
<u>CONCLUSIONES</u> .....	108
<u>RECOMENDACIONES</u> .....	109
<u>REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS</u> .....	110

### ANEXOS

## RESUMEN

En el presente trabajo de tesis referido al mineral M1 de leyes de cabeza de oro bajas, entre 0,4 y 0,6 gr Au/t, se realizaron dos series de pruebas para determinar la influencia de las variables operativas en la lixiviación en columnas, como tamaño de partícula del mineral, concentración de cianuro, 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 de 0,3048 m (12 pulgadas) de diámetro por 3 m de altura que fueron regadas con solución de cianuro de sodio a las concentraciones determinadas en el diseño experimental compuesto.

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, la concentración de cianuro y el ciclo de lixiviación.

Por lo que se puede decir que estas tres últimas variables: tasa de riego, concentración de cianuro y el ciclo de lixiviación influyen significativamente en la recuperación de oro del mineral M1 de la Minera Barrick Misquichilca en su operación de Lagunas Norte.



## 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 Lagunas Norte, se encuentra explotando un yacimiento con formaciones geológicas especiales, la cual cuenta además de minerales dóciles, con minerales carbonáceos y sulfuro carbonáceos, que requieren de un complicado y minucioso tratamiento metalúrgico al presentar diferentes comportamientos dependiendo del tipo de mineralogía. Algunos minerales necesitan un mayor consumo de cianuro para mantener la recuperación y otros hasta pueden causar pérdidas de oro de las soluciones de PLS (*Pregnant Leach Solution*) por efecto del *Preg Robbing* (adsorción de oro en los micro-

poros del carbón orgánico del mineral), volviéndose en muchos de los casos antieconómico el tratamiento de los mismos, por los métodos convencionales de lixiviación.

La unidad minera Lagunas Norte tiene contemplado dentro de su plan de explotación procesar también los tipo de materiales carbonáceos, para lo cual tiene planeado el método llamado “*Single Pass*” que consiste en la cianuración simple del mineral en una capa y luego impermeabilizarla para encimar nuevamente otra capa sobre la antigua, evitando así el mayor contacto de la solución rica con el mineral carbonáceo. La desventaja de este método es que las recuperaciones son bajas y además las operaciones son costosas.

En vista de la amplia variedad de minerales y métodos de tratamiento, el presente trabajo realizó pruebas en columna con el mineral dócil M1 para determinar los parámetros óptimos de operación para la granulometría, concentración de cianuro y tasa de riego, así como la determinación del tiempo de lixiviación óptimo (ciclo de riego), los que serán determinantes para la incrementar la recuperación, maximizando el beneficio económico que esto conllevará.

# **CAPÍTULO I**

## **PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA**

### **1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA**

No se conoce como se comporta la recuperación de oro, en los minerales sedimentarios con tasas de riego superiores al diseño de operación, ni tampoco como podrían influir otras variables como la disminución de la concentración de cianuro, el incremento en el tamaño de partícula del mineral, ni cuan influyente es el ciclo de lixiviación.

Durante el desarrollo de las pruebas en columna, se aplicó un modelo determinístico–estadístico que describa la recuperación del oro del mineral sedimentario conocido como M1, mineral limpio, donde los contenidos de contaminantes como carbón, sulfuro y cobre son muy bajos

Esta investigación trata desde el punto de vista explicativo u operacional, encontrar la vinculación entre diferentes rangos de operación de las variables ya descritas y la recuperación de oro.

Adicionalmente será predictiva al estimar la recuperación de oro en función de los cambios en las variables.

## **1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA**

¿En qué medida influyen los factores de cianuración en la recuperación de oro del mineral M1 de la mina Lagunas Norte?

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

### **1.3.1. Objetivo General**

Evaluar los factores de cianuración del mineral M1 de la mina Lagunas Norte para mejorar la recuperación de oro en la empresa minera Barrick Misquichilca.

### **1.3.2. Objetivos Específicos**

1. Determinar la influencia de la tasa de riego
2. Determinar granulometría adecuada para la cianuración.
3. Establecer la concentración necesaria de cianuro de sodio en la recuperación de oro del mineral M1.
4. Determinación del ciclo de riego óptimo de cianuración.
5. Encontrar el modelo matemático que maximice la recuperación de oro en el menor tiempo posible de lixiviación.

### **1.4. IMPORTANCIA DEL PROBLEMA**

El presente trabajo de investigación permitirá optimizar las variables operativas para la cianuración del mineral M1 de Lagunas Norte, con la finalidad de maximizar la rentabilidad de la recuperación de oro.

## 1.5. JUSTIFICACIÓN DEL PROBLEMA

La compañía minera procesa minerales auríferos oxidados y sulfurados, a los cuales se les realizó pruebas exploratorias con las cuales se determinó las condiciones operativas como: granulometría, concentración de cianuro y tasa de riego más usadas.

En el presente trabajo se investigó el efecto de llevar las variables a rangos extremos tanto superiores como inferiores para el mineral M1 específicamente, adicionalmente se evaluó el ciclo de lixiviación, teniendo como premisa mantener o maximizar la recuperación de oro al menor costo posible y que resulte económicamente más rentable.

## 1.6. VARIABLES

### 1.6.1. Variables Independientes

$X_1$  = Tasa de riego (L/m<sup>2</sup>/h).

$X_2$  = Concentración de cianuro (mg/L).

$X_3$  = Granulometría (mm o pulgadas).

X4 = Ciclo de riego (variable interviniente).

### **1.6.2. Variables Dependientes**

La variable dependiente tomada, observable y medible, es la cantidad de oro recuperado expresado en porcentaje.

Y = % Recuperación de oro (Rec. Au)

### **1.6.3. Variación de Parámetros**

Los parámetros fueron variados en función de la investigación bibliográfica, y en base de las experiencias operativas y procesos anteriormente empleados en otras unidades operativas de Barrick.

## **1.7. DEFINICIÓN OPERACIONAL DE LAS VARIABLES**

### **1.7.1. Variables a estudiar**

El diseño experimental sirve para mostrar el razonamiento aplicado a las investigaciones, es posible aprovechar los resultados de las mismas con la finalidad de hacer una proyección a escala

industrial. El diseño experimental compuesto, que usa muchas variables a la vez puede detectar inclusive la influencia de las interacciones entre ellas.

Además este método aplicado al diseño experimental, para varias variables con réplicas en el centro del diseño, evita la tendencia normal del operador durante la investigación.

Así mismo el diseño experimental determinará la distribución de experimentos que conviene usar para hacer un mejor estudio de todas las variables al mismo tiempo, determinado la influencia de cada una sobre el resultado o función objetivo, que en este caso trata sobre el porcentaje de recuperación de oro, para que con un máximo de relaciones entre variables, nos permita con el menor pero necesario número de pruebas determinar los puntos óptimos de operación.

Así mismo el estudio tendrá dos partes en una primera se evaluará las variables tasa de riego, concentración de cianuro y granulometría, para determinar que variable es la de menor importancia para ser reemplazada por la variable ciclo de riego. En



una segunda serie de experimentos se introdujo al sistema la variable ciclo de lixiviación hasta lograr que la recuperación sea máxima.

### **1.8. HIPÒTESIS**

Si incrementamos la granulometría no se afectará significativamente la recuperación y sí aumentará la recuperación al modificar las variables de concentración de cianuro, tasa de riego y ciclo de lixiviación, para el mismo mineral dócil M1.

## **CAPÍTULO II**

### **FUNDAMENTO TEÓRICO DEL PROCESO**

#### **2.1 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 diseminado 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. (Ramírez 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.

## **2.2 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.. En la tabla I se observa sus propiedades físicas.

**Tabla I**  
**Propiedades Físicas del oro**

PROPIEDAD	VALOR	UNIDAD
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 fusión	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 fusión	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 elástico	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: (Tremolada. 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.

### 2.3 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 25° C 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, conforme la tabla II.

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. El dicianoaurato (I) de potasio o aurocianuro potásico es muy tóxico.

**Tabla II**

**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)**



## **2.4 Descripción del proceso productivo**

### **2.4.1 Ubicación**

La unidad Lagunas Norte se encuentra en la propiedad de Alto Chicama en la zona Norte-Centro del Perú, 140 kilómetros al este de la ciudad costera de Trujillo, y 175 kilómetros al norte de la mina de Barrick Pierina. La propiedad se encuentra en el flanco occidental de los andes peruanos y está a una altura de 4 000 a 4 260 metros sobre el nivel del mar, ver Figura 1.

La mina Lagunas Norte es un asiento a cielo abierto, con operaciones de lixiviación en pilas y es la unidad productiva con el más bajo costo de operación de Barrick, en el año 2010, la mina produjo alrededor de 1 000 000 oz de oro a un costo de caja total de US\$ 182 por onza. Las reservas probadas y probables de oro al 31 de diciembre de 2010 fueron de 6 600 000 onzas.

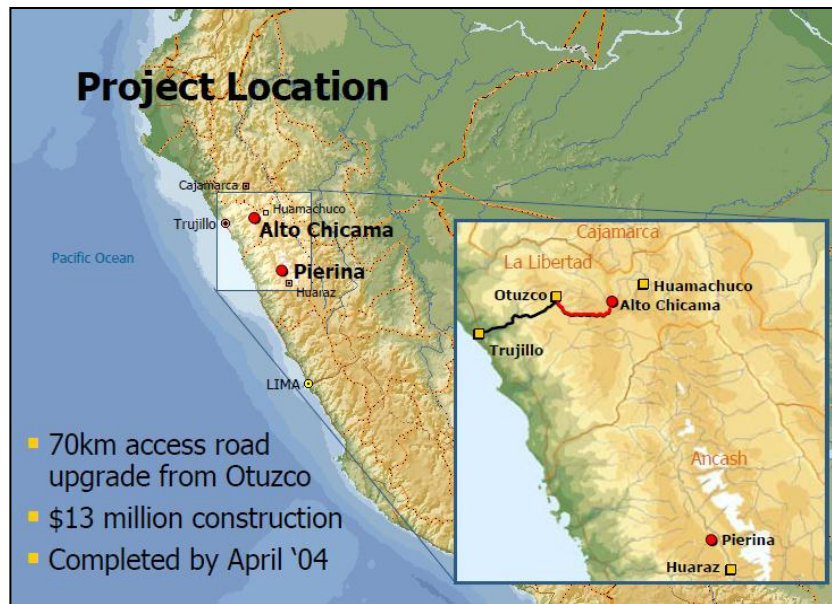


Figura 1. Ubicación geográfica

**Fuente:** *Alto Chicama Feasibility Update*

#### 2.4.2 Mina

La operación de Lagunas Norte consiste de una mina a tajo abierto convencional, una pila de lixiviación e instalaciones de procesamiento metalúrgico para recuperar oro, plata y el mercurio como subproducto.

El depósito consiste en un yacimiento de mineral muy diseminado y de baja ley, estando mejor definido en un área de 750 m x 1 600 m, donde se presenta en la superficie y se extiende

hasta una profundidad de 300 m en algunos lugares, la mayor parte de la mineralización está contenida en brechas de óxido incluye pirita y calcopirita, con alrededor del 15% presente en brecha sulfurosa.

Las operaciones empleadas, para la extracción son:

**a. Perforación:** Es la primera operación que se realiza y tiene como finalidad hacer taladros en el macizo rocoso según los diseños de ingeniería, donde alojará la carga de explosivos.

**b. Ore Control:** Actividad que consiste en la toma de muestras de los taladros con el objetivo de tener certeza de la ley de oro que se tiene por taladro, para así poder delimitar en el campo los polígonos de desmonte y mineral.

**c. Voladura:** Actividad que permite la fragmentación del macizo rocoso mediante un control adecuado de utilización de agentes de voladura.

**d. Carguío:** Los cargadores frontales y/o palas realizan la carga de mineral y roca de desmonte en los camiones de acarreo.

**e. Acarreo:** El mineral y la roca de desmonte son transportados por el camión desde la mina hasta la chancadora primaria.

### **2.4.3 Chancado y Carga de Camiones**

La operación de chancado consiste en la reducción de tamaño de rocas grandes a más pequeñas, utilizando fuerzas de compresión, fricción, flexión, cizallamiento y otras en menor proporción.

La planta de chancado de Lagunas Norte tiene por función reducir el tamaño de mineral en dos etapas: la primera, donde el mineral ROM (Run of Mine) de mina es reducido hasta un tamaño máximo de 7" y la segunda, donde el mineral es reducido de 7" a un tamaño final de 1 1/2" que permita la lixiviación. La finalidad de la reducción del tamaño es liberar el material valioso para que en

un proceso posterior (lixiviación) el oro y la plata se liberen para ser recuperados con mayor facilidad.

Las operaciones empleadas para esta actividad son:

**a. Chancado primario:** El mineral es sometido a una primera reducción por medio de una chancadora giratoria.

**b. Apilamiento:** El mineral producto del chancado primario es transportado por medio de una faja transportadora hasta una pila de almacenamiento, donde por medio de un sistema de chutes y alimentadores vibratorios el mineral es descargado en la faja transportadora de alimentación a chancado secundario.

**c. Chancado secundario:** El mineral es sometido inicialmente a una separación por medio de un separador de carga, luego es clasificado por medio de dos zarandas vibratorias a una segunda y última reducción por medio de dos chancadoras cónicas. La descarga cae en dos fajas transportadoras las que alimentan a su vez a la faja transportadora que alimenta a la tolva de carga de camiones.

**d. Carga de camiones:** La tolva de carga de camiones (Ore Bin) que dispone de tres compuertas, descarga directamente en camiones de transporte minero los cuales llevan el mineral ya reducido hacia las pilas de lixiviación.

#### **2.4.4 Lixiviación en Pilas**

La lixiviación es un proceso hidrometalúrgico de extracción sólido líquido por disolución, que consiste en hacer pasar una solución diluida de cianuro de sodio ( $\text{NaCN}$ ) a través de la pila de mineral chancado, para que el cianuro disuelva las partículas de oro y plata contenidas en las especies mineralógicas, a fin de obtener una solución enriquecida de lixiviación (SEL) que se almacena en una poza llamada poza de solución enriquecida.



Figura 2. Módulos de riego por goteo

*Fuente: Módulo Lixiviación Alto Chicama*

### ➤ **Procesos empleados**

**a. Pad de lixiviación en pilas:** El mineral es acarreado por camiones mineros y descargados en la pila de lixiviación, en capas de 10 metros, empleándose tractores y motoniveladoras para conformar la pila.

El pad de lixiviación está formado por celdas con dimensiones de 1 400 x 800 metros (en la base).

**b. Sistema de riego del pad de lixiviación:** Sobre la superficie nivelada de la pila se instala un sistema de tuberías para riego por goteo principalmente, ver Figura 2.

El mineral apilado es regado por una solución de cianuro de sodio bombeada desde el tanque de solución pobre (Barren).

**c. Sistema de colección y bombeo de la solución enriquecida:**

La solución que drena de la pila de lixiviación se almacena en una poza de solución enriquecida (SEL), desde donde por medio de dos bombas de turbina vertical (una operativa y otra en stand by) es bombeada al tanque de solución no clarificada en la planta de Merrill Crowe.

#### **2.4.5 Proceso Merrill-Crowe**

Es un proceso a través del cual se recupera oro de la solución rica en forma de precipitado, mediante la adición de polvo de cinc. Este proceso se usa comúnmente cuando un cuerpo mineral tiene



un alto contenido de plata, además de oro. La solución rica antes del proceso de precipitación es clarificada por medio de filtros clarificadores para reducir el contenido de los sólidos en suspensión y minimizada de oxígeno en la torre de desaeradora mediante bombas de vacío.

➤ **Procesos Empleados:**

**a. Clarificación de solución:** La solución enriquecida de lixiviación es clarificada por medio de 4 filtros clarificadores de hojas (3 en operación y uno en standby). La solución sigue su curso hacia el tanque de solución rica clarificada. Los sólidos son minimizados de 50 NTU's a un contenido < a 5 NTU's.

**b. Desaeración:** Las solución rica clarificada es bombeada desde el tanque de solución rica hacia la torre desaeradora. La solución clarificada pasa por la torre desaeradora donde el contenido de oxígeno es retirado con la ayuda de bombas de vacío, esto es una condición requerida para una óptima precipitación del oro y la plata. La solución desaerada

precipitada es bombeada a los filtros prensa para reducir el contenido de sólidos de la solución a menos de 1 ppm.

**c. Precipitación con Polvo de Cinc:** A la solución sin oxígeno que sale de la torre de desaeradora se le agrega polvo de cinc justo antes de la entrada de la bomba de alimentación a los filtros prensa. Las bombas de alimentación a los filtros prensa están sumergidas en solución barren para evitar que el aire ingrese en la solución precipitada.

#### **2.4.6 Fundición**

Mediante el proceso de fundición se obtiene el producto final de barras doré. El proceso comienza con la colección del precipitado proveniente de la planta Merrill Crowe. Este precipitado sólido es retenido en los filtros prensa y recogido cada 6 o 7 días en bandejas, para luego ser trasladado por un montacargas a los hornos de retorta para recuperar el mercurio por destilación.

Luego el precipitado seco y frío es mezclado con fundentes y cargados a un horno de inducción, donde por un sistema de

colada en cascada se obtiene las barras doré con una composición de oro y plata del 95%.

➤ **Procesos Empleados**

**a. Filtración del precipitado:** La solución desaireada, después de que se le ha añadido polvo de zinc, pasa a través de una de las bombas de alimentación a los filtros prensa. El método de filtración utilizado, será el de filtración batch.

**b. Solución barren:** Esta solución se produce al retirar el precipitado de oro de la solución rica en los filtros prensa.

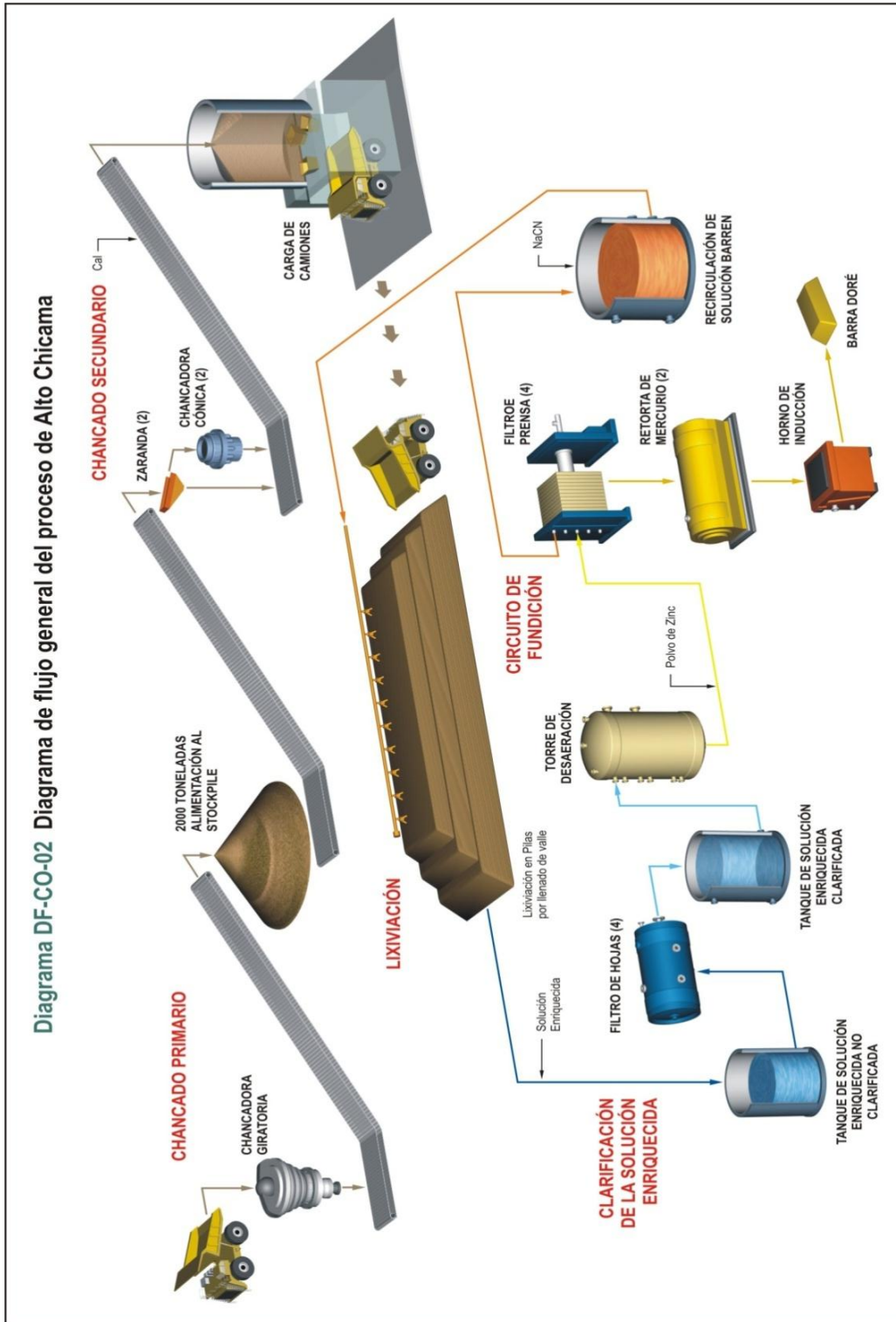
La solución barren es depositada en el tanque de solución barren o pobre. El tanque es también un punto de reposición de cianuro de sodio, agua antiincrustante y cal.

**c. Retorteo y recuperación del mercurio:** El precipitado húmedo proveniente de los filtros prensa es trasladado a 3 hornos de retortas. La finalidad de estos equipos es secar el precipitado colectado y recuperar todo el mercurio que se encuentra en él.

**d. Fundición:** El precipitado de oro y plata frío y seco, que fue procesado en las retortas, se mezcla con los fundentes necesarios para cargar al horno de inducción, y así proceder a la fusión. Se utiliza el sistema de colada en cascada para la obtención de las barras.

Las barras de doré obtenidas son limpiadas, enumeradas y guardadas en la bóveda hasta el momento de su despacho. Las escorias producidas son colectadas en cilindros y almacenadas para su posterior tratamiento.

En la Figura 3 se observa lo señalado anteriormente.



Fuente: Módulo Lixiviación Alto Chicama

Figura 3. Diagrama de Flujo de Laguna Norte

#### **2.4.7 Laboratorio Metalúrgico**

El laboratorio metalúrgico, tiene dispuesto en sus instalaciones los equipos requeridos para realizar las pruebas metalúrgicas. Por las características de los trabajos a desarrollarse los ambientes del laboratorio cuentan con las medidas de seguridad que permiten minimizar los impactos sobre la salud de los trabajadores, es así que se cuenta con una buena ventilación de los ambientes, el que permite una circulación continua del aire de las instalaciones hacia el exterior.

Las actividades que se desarrollan en el laboratorio metalúrgico pueden ser agrupadas en:

- Trabajos de investigación.
- Optimización de las operaciones
- Control del proceso.

##### **a. Muestreo en planta**

El muestreo en planta es la primera etapa de muchos de los trabajos desarrollados en el laboratorio, este trabajo debe ser

realizado con calidad (hacer el trabajo bien desde el principio hasta el final) con el objetivo de dar un punto de partida seguro para el trabajo para el cual se tomó la muestra. Es importante tener presente los conceptos de muestreo.

**b. Determinación de la humedad del mineral**

Consiste en determinar el contenido de agua en una muestra, para esto se debe tener presente que las muestras deben ser secadas a 105° C cuando no requieren ser analizadas por mercurio y a 65° C en caso de que si se va analizar por dicho elemento.

**c. Preparación mecánica de muestras**

La preparación mecánica de muestras abarca todo el manejo físico de las muestras de mineral con la finalidad de proporcionarle las características que exige cierto tipo de prueba, por ejemplo para las pruebas de cianuración en botellas el mineral debe estar 90% menos  $\frac{1}{4}$ ".

**d. Análisis granulométrico**

El análisis granulométrico de las muestras de mineral es uno de los procedimientos más importantes de evaluación en la operación de las plantas de procesamiento de minerales. A través de este mecanismo podemos establecer la cantidad de mineral que tiene cierto tamaño. Los resultados obtenidos pueden ser representados en diferentes tipos de gráficos.

**e. Preparación de reactivos**

Para preparar reactivos se debe conocer bien el concepto de la terminología de concentración de soluciones, diferenciar bien entre soluto y solvente, tener bien claro la expresión de las concentraciones en las diferentes unidades así como la conversión de un tipo de unidad a otra equivalente. También es importante seguir las medidas de seguridad establecidas para la preparación de cada reactivo.



**f. Cianuración en botella**

Las pruebas de cianuración en botella son la primera etapa de una investigación o evaluación de un proceso de cianuración. Para realizarlo en forma eficiente se debe seguir estrictamente los parámetros establecidos para este tipo de pruebas. Como por ejemplo la granulometría de la muestra que debe ser de 90% menos  $\frac{1}{4}$  ”.

**g. Cianuración en columnas**

En una secuencia lógica de investigación las pruebas en columna son realizadas luego de tener resultados auspiciosos en las pruebas de botella. Existen columnas de diferentes dimensiones, por eso antes de realizar una prueba se debe tener establecido el tipo de columna que se usará y esta estará en función de la precisión de los resultados, la cantidad de mineral con el que se cuente, etc.

#### **h. Destrucción de cianuro**

El reactivo más importante del proceso es el cianuro de sodio, que es el que disuelve el oro desde el mineral y lo lleva a la solución. Las soluciones pobres que se producen en el proceso y que deban ser descartados deben ser previamente tratadas para destruir el cianuro residual que contiene estas soluciones hasta los niveles que exige el ministerio de energía y minas. En el laboratorio se realizan pruebas de evaluación y optimización de esta metodología con la finalidad de optimizar los recursos y garantizar la destrucción del cianuro residual.

### **2.5 Litología de la mina Lagunas Norte**

El depósito de Lagunas Norte tiene una alta sulfuración y se encuentra dentro de una zona volcánica, comprende una secuencia de transformación de la roca de andesita a dacita, que se superpone discordantemente a la era mesozoica, dominada por rocas sedimentarias que estuvieron bajo el nivel del mar por millones de años.



Figura 4. Contexto Regional de Lagunas Norte, Overview Lagunas Norte.

**Fuente: Alto Chicama Feasibility Update**

El yacimiento se formó entre la era del cretáceo (hace 145 millones de años) con rocas sedimentarias de la formación Chimú y las rocas volcánicas del Mioceno (hace 23 millones de años) de Grupo Calipuy.

La mineralización de Lagunas Norte no es común en los sistemas de alta sulfuración, porque la mayor parte de la mineralización (85%) está alojada en piedra arenisca de la formación Chimú, con limolitas de menor

importancia y carbón. El resto de la mineralización se presenta en las rocas piroclásticas de composición andesítica a dacítica. La formación es contemporánea con una cúpula compleja volcánica (diatrema) adyacente al depósito, la alteración es típica de los depósitos de alta sulfuración, con un núcleo central rico en sílice, lixiviados y argílicos hasta la parte exterior. En la secuencia volcánica, el centro de las zonas de sílice avanza hacia el exterior para formar alunita y dickita. En la secuencia sedimentaria, las areniscas ricas en cuarzo muestran una zona central alterada, con alunita y dickita con pirofilita, que es frecuente en las unidades de mudstone.

La mineralización se encuentra diseminada en un cuerpo sub-horizontal que muestra controles estratigráficos y estructurales. Amplias zonas de alteración de sílice vugular contiene los grados más altos de oro en las rocas volcánicas, mientras que las estructuras, fracturas, zonas y contactos litológicos son las principales manifestaciones en las rocas sedimentarias. Lutitas y lutitas carbonosas no suelen llevar importantes leyes, las leyes más altas se encuentran en contactos con mineralización sulfurada, dominada por pirita y enargita, las que se oxidan a óxidos de hierro a través de la alteración supergénica.

,En la parte inferior vemos el modelo propuesto por Buchanan (1981) Figura 5, que permite ver que sobre el nivel de ebullición se encuentra el horizonte de metales preciosos, con minerales de argentita, electrum y oro hacia la superficie varía las sulfosales de plata, como piranginita y persiste la argentita, hacia la superficie habrá solo pirita y escaso oro. Debajo del nivel de ebullición esta el horizonte de metales bases como: galena, esfalerita, calcopirita, es decir menas de plomo, zinc y cobre. Se observa también las diversas alteraciones hidrotermales como alunita, illita, silicificación y una amplia zona de propilización.

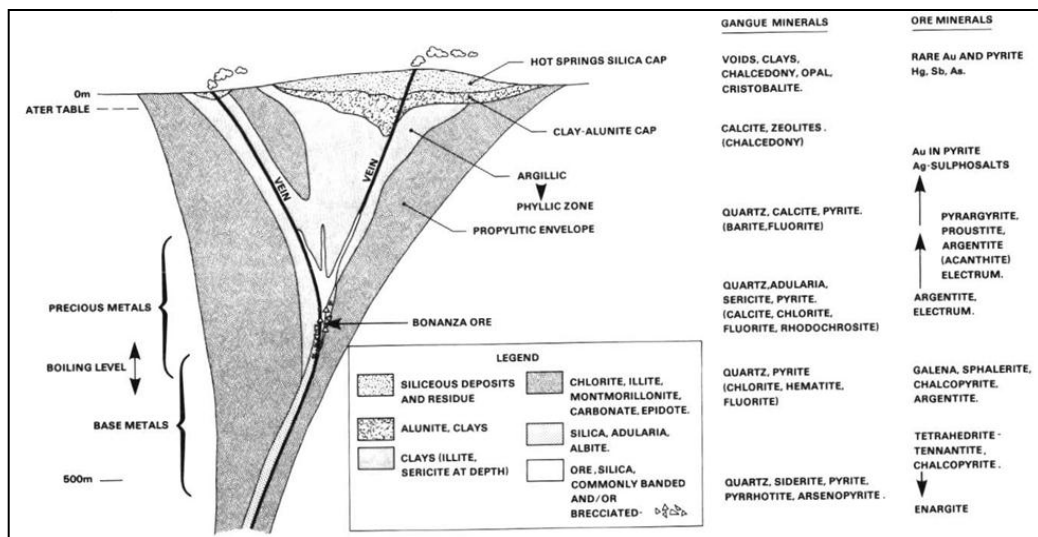


Figura 5. Modelo Bucharan (1981) para depósitos hidrotermales de oro y plata

**Fuente: Modelo Bucharan 1981**

## 2.6 Clasificación de minerales para la cianuración

Se clasifican en los siguientes grupos (figura 6):

- a) **Menas de óxidos simples**, que contienen partículas finas de oro nativo, ya sea en cuarzo o ganga de piedra caliza.
- b) **Menas de sulfuros simples**, en el que el oro está asociado con pequeñas cantidades de pirita y arsenopirita.
- c) **Material aluvial o placer**, arenas y gravas que contienen muy pequeñas cantidades de oro nativo y otros minerales pesados.
- d) **Menas complejas de metales comunes**, con constituyentes de metales preciosos.
- e) **Menas complejas refractarias**, en las que las especies minerales que contienen oro no son solubles en el cianuro.
- f) **Menas de metales comunes**, en el que los metales preciosos están como subproductos de un proceso metalúrgico.

Los tres primeros grupos se usan para la cianuración en pilas, éstas menas deben poseer valores de oro y plata recuperables por cianuración, deben estar libre de cianicidas o sustancias que destruyen el cianuro (tales como sulfuros parcialmente oxidados de antimonio, cinc, hierro, cobre, y arsénico). El tamaño de las partículas de oro es fino,

alrededor de 7 a 10  $\mu\text{m}$ , y la roca caja debe ser porosa para la cianuración. En las tablas III y IV se aprecia lo indicado, respecto a los minerales de oro.

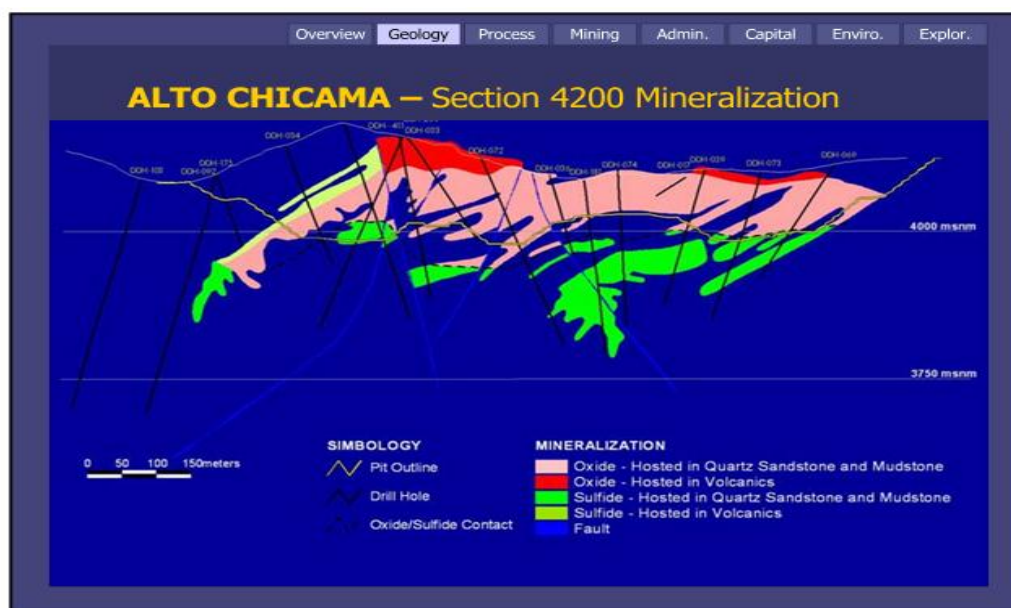


Figura 6. Mineralización a 4200 m.s.n.m. Overview Lagunas Norte

**Fuente: Alto Chicama Feasibility Update**

**Tabla III**  
**Minerales de oro**

MINERAL	FÓRMULA	CONTENIDO Au (%)	G. E	DUREZA
Oro nativo	Au	> 75	16-19,3	2,5-3
Electrum	(Au-Ag)	45-75	13-16	2-2,5
Calaverita	$\text{AuTe}_2$	39,2- 42,8	9,2	2,5 – 3
Silvanita	$\text{AuAgTe}_4$	24,2- 29,9	8,2	1,5 – 2
Petzita	$\text{Ag}_3\text{Au Te}_2$	19- 25,2	9,1	2,5
Hessita	$\text{Ag}_2\text{Te}$	< 4,7	8,4	2,5 -3
Kostuvita	$\text{CuAuTe}_4$	25,2	8,5	2- 2,5
Aurostivita	$\text{AuSb}_2$	43,5 – 50,9	9,9	3

**Fuente: (Domic. E, 2001)**

Tabla IV

**Clasificación de minerales, Ingeniería Mina Lagunas Norte**

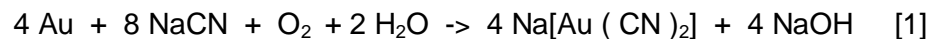
MATERIAL	TIPO	DESCRIPCIÓN	DESTINOS	Au (g/tm)	TCM(%)	S total(%)	Cu(ppm)	Recup:(%)
Desmonte	D1	NAG (no generador de ácido)	Botaderos, construcción, lastre			<0,1		
Desmonte	D2	PAG(Potencial generador de ácido)	Botaderos, construcción, lastre			>=0,1		
Desmonte	D3	Carbonoso (Definición visual)	Botaderos Este					
Mineral	M1	Limpio	Chancadora, LeachPad, Stockpiles	>=0,17	<0,1	<0,25		
Mineral	M1ROM	Limpio	Chancadora, LeachPad, Stockpiles	>=0,17	<0,1	<0,25		65
Mineral	M1A	Limpio con poco sulfuro	Chancadora, LeachPad, Stockpiles	>=0,18	<0,1	>=0,25, <0,4	<350	84
Mineral	M2AL	Poco carbonoso	Chancadora, LeachPad, Stockpiles	>=0,22	>=0,1, <0,2	<0,25		70
Mineral	M2AH	Carbonoso	Single Pass, Stockpile	>=0,32	>=0,2, <0,5	<0,25		48
Mineral	M28	Muy carbonoso	Single Pass, Stockpile	>=0,36	>=0,5	<0,25		42
Mineral	M3	Con sulfuro	Single Pass, Chancadora, Stockpile	>=0,20	<0,1	>=0,4	<350	70
Mineral	M3A	Con sulfuro y cobre	Single Pass, Stockpile	>=0,72	<0,1	>=0,25	>0350	24
Mineral	M3B	Con sulfuro y carbonoso	Single Pass, Stockpile	>=0,48	>=0,1	>=0,25		32

**Fuente: Departamento de Ingeniería Mina Minera Barrick Lagunas Norte. (2011).**



### 2.6.1 Proceso de Cianuración

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.

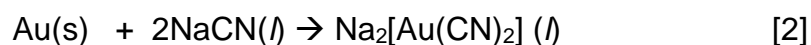
En términos generales la cianuración es el proceso mediante el cual se inundan o se riegan los minerales auríferos, sean éstos sulfurados u oxidados, utilizando soluciones alcalinas diluidas de

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.

### 2.6.2 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. (P y T = ctes.).

En el diagrama Au – H<sub>2</sub>O – CN<sup>-</sup> (figura 1), 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  $[\text{Au}(\text{CN})_2]^{-2}$  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.

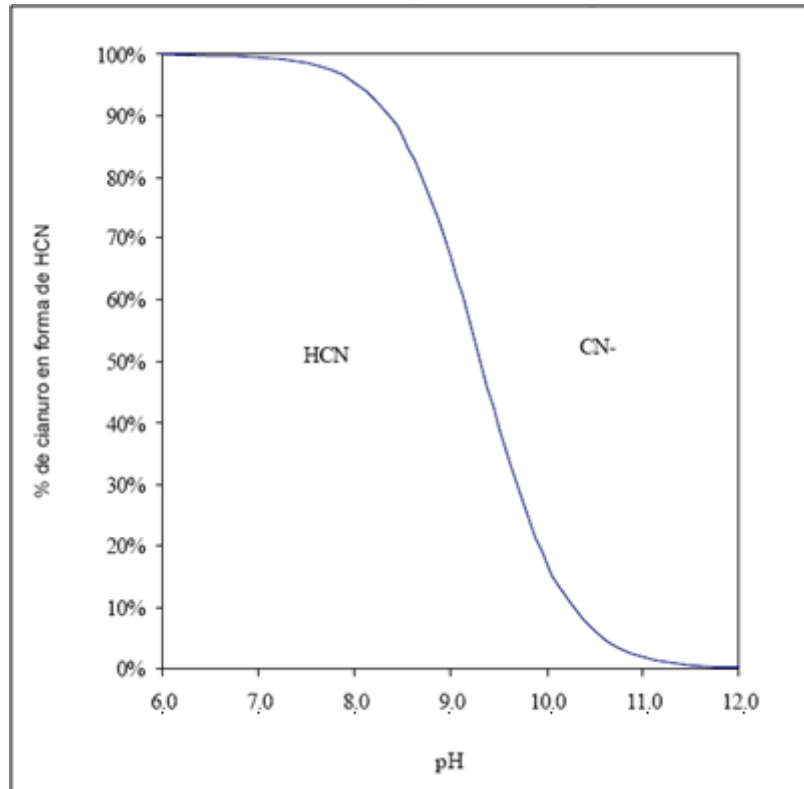
Por otro lado lejos de oxidarse el ion áurico  $\text{Au}^{3+}$  y los compuestos  $\text{Au}(\text{OH})_3$  y  $\text{HAuO}_3^{-2}$  son reducidos con la presencia del cianuro.

Las condiciones termodinámicas para que se dé el proceso de cianuración son las siguientes:

- Temperatura ambiente 18 a 30 °C
- Presión parcial de oxígeno 0,21 atm. (Condiciones normales)

- pH alcalino de 10,5 a 11,5
- Concentración de cianuro de baja a moderada (0,02 – 0,2%)
- Como lo muestra el diagrama de equilibrio Potencial – pH del sistema Au – H<sub>2</sub>O a 25 °C, 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.



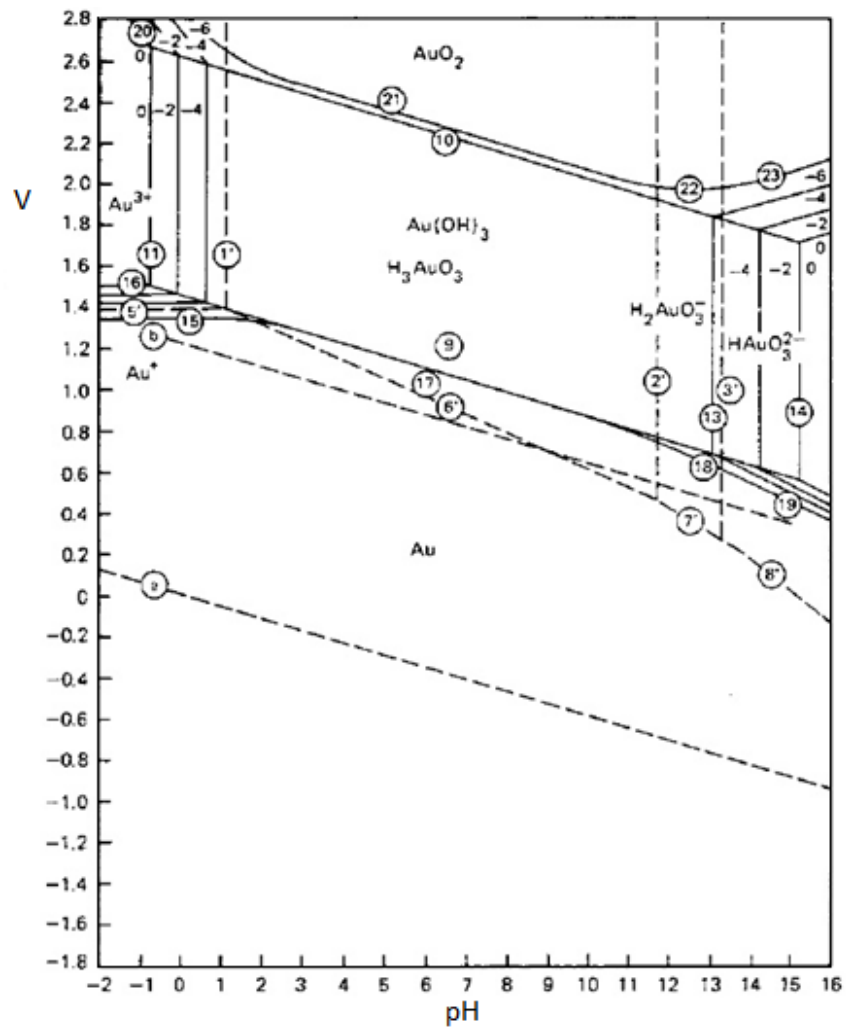


**Fuente:** (Domic. M, 2001)

**Figura 8. Concentraciones de Cianuro y Ácido Cianhídrico.**

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 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.



Fuente (Habashi, F. (1966))

Figura 9. Diagrama de equilibrio potencial-pH del oro – agua a 25 °C

### 2.6.3 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.

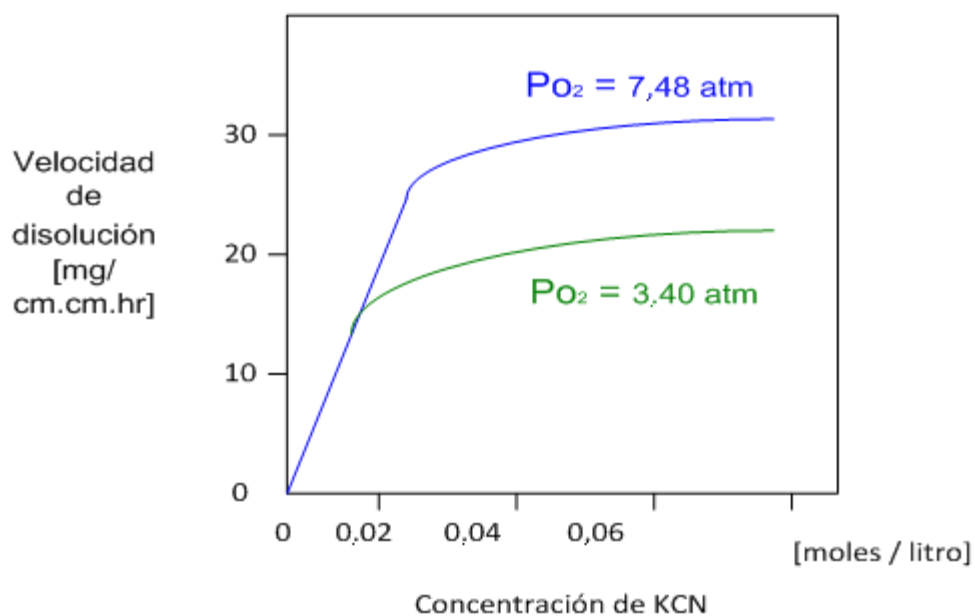


La disolución del oro en las soluciones de cianuro se lleva a cabo en 4 etapas:

- 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 10.



*Fuente* (Habashi, F. (1966))

Figura 10. Curva típica de disolución de oro a 25° C, efecto de la presión de oxígeno y su concentración en solución versus la concentración de cianuro.

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  $O_2$  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:***

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

***Concentraciones de cianuro altas:***

$$\text{Velocidad de disolución de oro} = 2 A D_{O_2} [O_2] / \delta \quad [4]$$

Donde:

- $A$  = Área superficial en la cual ocurren las reacciones catódicas y anódicas
- $D_{CN^-}$  y  $D_{O_2}$  = Coeficientes de difusión del cianuro y de oxígeno

- $[CN^-]$  = Concentración del ión cianuro en el seno de la solución
- $[O_2]$  = 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:

- $D_{O_2} / D_{CN^-} = 1,5$
- $D_{O_2} = 2,76 \times 10^{-5} \text{ cm}^2 / \text{s}$  y
- $D_{CN^-} = 1,83 \times 10^{-5} \text{ cm}^2 / \text{s}$

$$\frac{[CN^-]}{[O_2]} = 6 \quad [5]$$

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 ( $P_{O_2} = 0,21 \text{ atm.}$ ) 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.

## **CAPÍTULO III**

### **METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN**

#### **3.1 TIPO Y DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN**

El diseño experimental sirve para mostrar que, usando el razonamiento experimental en las investigaciones es posible aprovechar los resultados de las mismas con la finalidad de hacer una proyección para un trabajo a escala industrial. El diseño experimental, que usa muchas variables a la vez, puede detectar inclusive la influencia de las interacciones entre ellas.

Además este método aplicado al diseño experimental, para un determinado número de variables con replicas en el centro del diseño, evita la tendencia normal del operador durante la investigación.

Así mismo el diseño experimental determinará la distribución de experimentos que conviene usar para poder hacer un mejor estudio de las

variables al mismo tiempo, determinado la influencia de cada una sobre el resultado o función objetivo, que en el caso de porcentaje de recuperación de Au para un máximo de relación de variables, nos permita con el menor pero necesario número de pruebas determinar los puntos más óptimos de operación, así mismo de ser necesario se continuaran las réplicas en los puntos más precisos para posteriores investigaciones.

El estudio tendrá dos partes en la primera se evaluará las variables tasa de riego, concentración de cianuro y granulometría, para determinar que variable, es la de mayor importancia, para ser reemplazada en una segunda vuelta de experimentos por la variable ciclo de lixiviación, teniendo en cuenta que la cantidad de días de riego será de 45 días, esto por experiencia hasta lograr que la recuperación se mantenga asintótica.

### **3.2. 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.

Con este objetivo se ubico 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 muestro, para el mineral M1, 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 a 60 toneladas por campaña, que era transportados hasta las instalaciones del laboratorio metalúrgico.

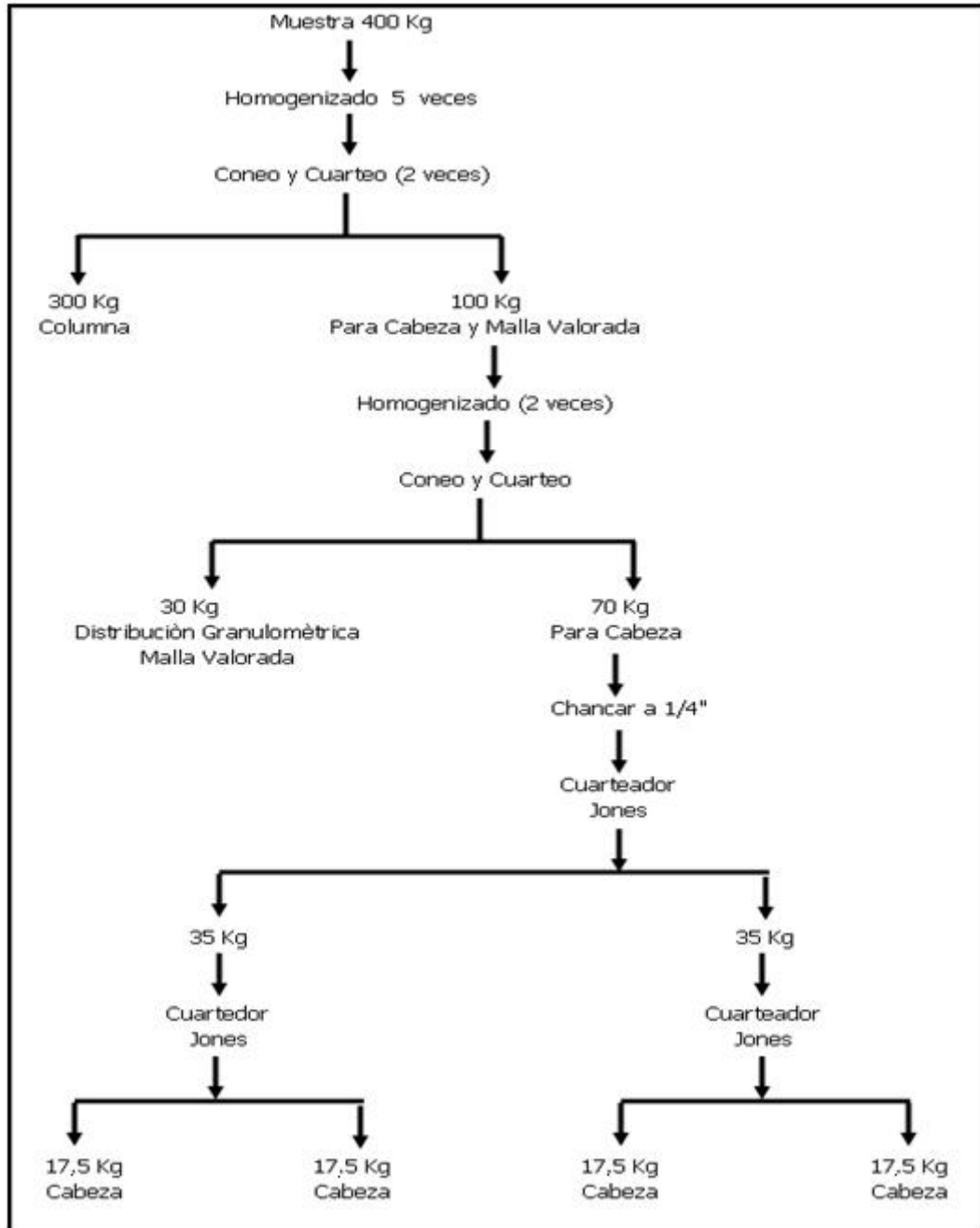
### **3.2.1 Preparación de la muestra para prueba en columna**

- 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 36 grupos para las pruebas en columna.
- c. Chancar las muestras al tamaño requerido para cada columna, desde 1,9 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 M1 usamos 0,2 kg. cal/tm.
- e. Una vez obtenidos unos 400 kg. de mineral, este se homogeniza 5 veces con lampa y luego se cuarteo 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 cuarteo 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 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 a  $-1/4''$  (peso mínimo 12 kg.) que luego serán cuarteados hasta obtener aproximadamente 5 kg. que deberán ser pulverizados para su respectivo análisis.



Fuente: Elaboración propia

Figura 11. Diagrama de bloques para prueba en columna.

Otra actividad muy importante en las pruebas en columnas es la valoración o determinación de la concentración de cianuro o comúnmente llamada fuerza de cianuro para el reacondicionamiento y control.

### **3.2.2 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:

$$NaCN_{prueba} = \frac{V_{alimentado} \times Conc.CN_{prueba} \times 1,885}{1\ 000} \quad [6]$$

Donde:

$NaCN_{Prueba}$  = Peso de cianuro en la prueba (g.)

$V_{alimentado}$  = Volumen de solución alimentado a la columna (L.)

$Conc. CN Prueba$  = 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.

### **3.3.3 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:

$$NaCN_{remanente} = \frac{V_{DrenadoNeto} \times V_{AgNO_3} \times 1,885}{V_{Muestra}} \quad [7]$$

Donde:

- $NaCN_{Remanente}$  = Cianuro remanente en solución (g.)
- $V_{Drenado\ Neto}$  = Volumen neto de percolación, sin tara (L.)
- $V_{AgNO_3}$  = Volumen consumido de nitrato de plata (ml.)
- $V_{Muestra}$  = Volumen de muestra tomado para titulación (ml.)

- e) Cálculo del cianuro de reposición:

$$W_{NaCN} = (NaCN_{prueba} - NaCN_{remanente}) \quad [8]$$

$W_{NaCN}$  = 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 re-circular 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 0,02 se debe evaluar el cambio del carbón activado en la columna de carbón.
- j) En caso de que la solución de percolación (sol. rica) 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**

### **PRESENTACIÓN E INTERPRETACIÓN DE 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 mismos resultados tanto en cabeza analizada como calculada, como analizada, 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 y el tratamiento estadístico de los resultados obtenidos, así como la influencia de las variables a evaluar, utilizaremos un diseño compuesto de superficie de respuesta, con replicas en el centro del diseño, así mismo por considerar tres variables el número de experimentos serán 18, esto en función de la aplicación de la fórmula, también se realizarán las evaluaciones de los modelos matemáticos a escala codificada y a escala natural, se obtendrán máximos y mínimos, y finalmente la optimización final, además se realizarán las gráficas y su interpretación final.



**COMPAÑÍA MINERA BARRICK MISQUICHILCA S.A.**  
**LAGUNAS NORTE**  
**CIANURACIÓN EN COLUMNA**  
**Columna N° 14: “&P13+P16&“ cm x” & P14& “cm ó**

**I. MUESTRA**

MINERAL : M1 SEDIMENTARIO  
 LUGAR DE MUESTRA : TAJO  
 POLÍGONO : 4080-025-05M1

**II. ENSAYE DE CABEZA**

Au	:	<b>0,53 g/t</b>
Ag	:	<b>0,71 g/t</b>
C	:	<b>0,04 %</b>
TCM	:	<b>0,02 %</b>
S	:	<b>0,10 %</b>
S <sup>-so4</sup>	:	<b>0,01 %</b>
S <sup>-2</sup>	:	<b>0,09 %</b>
Cu	:	<b>20,20 ppm</b>

**III. MINERAL CHANCADO A 80% -2”****OBSERVACION:**

-Se trajo mineral a tamaño ROM del tajo  
 -Luego en el área de columnas se chancó a 80% -2”  
 antes de cargar a la columna.  
 -pH natural del mineral igual a 8,9

**ANALISIS GRANULOMETRICO VALORADO DE CABEZA**

Malla N°	Peso		Ley: g/t		Distribución: %	
	Kg	%	Au	Ag	Au	Ag
+2”	3,73	6,18	0,24	0,70	4,65	6,93
+1 ½”	14,48	23,97	0,30	0,60	22,54	23,03
+1”	15,54	25,74	0,29	0,60	23,39	24,73
+3/4”	6,13	10,14	0,24	0,60	7,63	9,75
+1/2”	6,36	10,54	0,28	0,60	9,25	10,13
+1/4”	6,14	10,16	0,29	0,60	9,24	9,77
+10m	4,34	7,19	0,35	0,60	7,89	6,91
+10m	3,67	6,07	0,81	0,90	15,42	8,75
<b>TOTAL</b>	<b>60,39</b>	<b>100,00</b>	<b>0,32</b>	<b>0,62</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>

Fuente: Elaboracion propia

**Figura 12. Informacion relevante antes de iniciar prueba en columna**

IV.	PREPARACION DE COLUMNA		
a.	MEZCLADO CON CAL		
	Cal	:	0,35 Kg/t
	pH	:	11,00
b.	CARGADO DE LA COLUMNA		
	Peso de mineral cargado	:	2 011,00 Kg
	Humedad total	:	1,30 %
	Peso del mineral seco	:	1 984,9 Kg
	Altura de mineral	:	296,0 cm
	Diámetro de la columna	:	75,1 cm
	Densidad aparente mineral	:	1,51 t/m
	Altura libre	:	4,0 cm
c.	CONDICIONES DE RIEGO		
	Densidad de riego	:	15 L/h-m
	Flujo de riego	:	110,7 cc/min
	Fuerza de CN	:	180, pp
d.	CIANURACION		
	Consumo NaCN total(Cianuración)	:	0,12 Kg/t
	Consumo CaO total (mezclado+cianuración)	:	0,36 Kg/t
	Au Extraído	:	84,3 %
	Ag Extraído	:	29,2 %
	Au:PLS promedio acumulado	:	0,20 mg/L
	Ag:PLS promedio acumulado	:	0,09 mg/L
	Volumen PLS acumulado:m <sup>3</sup> /t	:	2,37 m <sup>3</sup> /t
	Tiempo de cianuración	:	46 días
	Tiempo de lavado	:	6 días
	Tiempo de drenaje	:	4 días
	Tiempo total	:	56 días
	PH inicial	:	11,60
	PH final	:	10,50
V.	DESCARGA		
	Altura final	:	294,00 cm
	Compactación del mineral	:	2,00 cm
	Densidad Aparente final	:	1,52 t/m <sup>3</sup>

Fuente :Elaboración propia

**Figura 13. Información detallada de prueba en columna**

**VI.- ENSAYE DE RESIDUO**

Ag	0,09 g/t
Ag	0,53 g/t
C	0,04 %
TCM	0,01 %
S	0,11 %
S <sup>-so4</sup>	0,01 %
S-2	0,10 %
Cu	18,30 ppm

**VII.- SOLUCIONES ACUMULADAS**

Au	=	935,29 mg
Ag	=	429,40 mg

**VIII.- CABEZA CALCULADA**

Au	=	0,56 g/tm
Ag	=	0,74 g/tm

**IX.- EXTRACCION**

Au	=	84,34 %
Ag	=	29,18 %

NOTA: Las extracciones están respecto a la cabeza calculada

**ANÁLISIS GRANULOMETRICO VALORADO DEL RESIDUO**

Malla Nº	Peso		Ley: g/t		Extracción por malla %	
	kg	%	Au	Ag	Au	Ag
+2"	5,94	10,12	0,06	0,60	75,00	14,29
+1 ½"	15,59	26,54	0,06	0,50	80,00	16,67
+1"	14,49	24,68	0,06	0,50	79,31	16,67
+3/4"	5,74	9,77	0,04	0,50	83,33	16,67
+1/2"	6,07	10,33	0,04	0,50	85,71	16,67
+1/4"	5,06	8,61	0,05	0,50	82,76	16,67
+10m	3,02	5,15	0,03	0,50	91,43	16,67
-10m	2,82	4,81	0,05	0,60	93,83	33,33
<b>TOTAL</b>	<b>58,73</b>	<b>100,00</b>	<b>0,06</b>	<b>0,51</b>	<b>82,76</b>	<b>17,53</b>

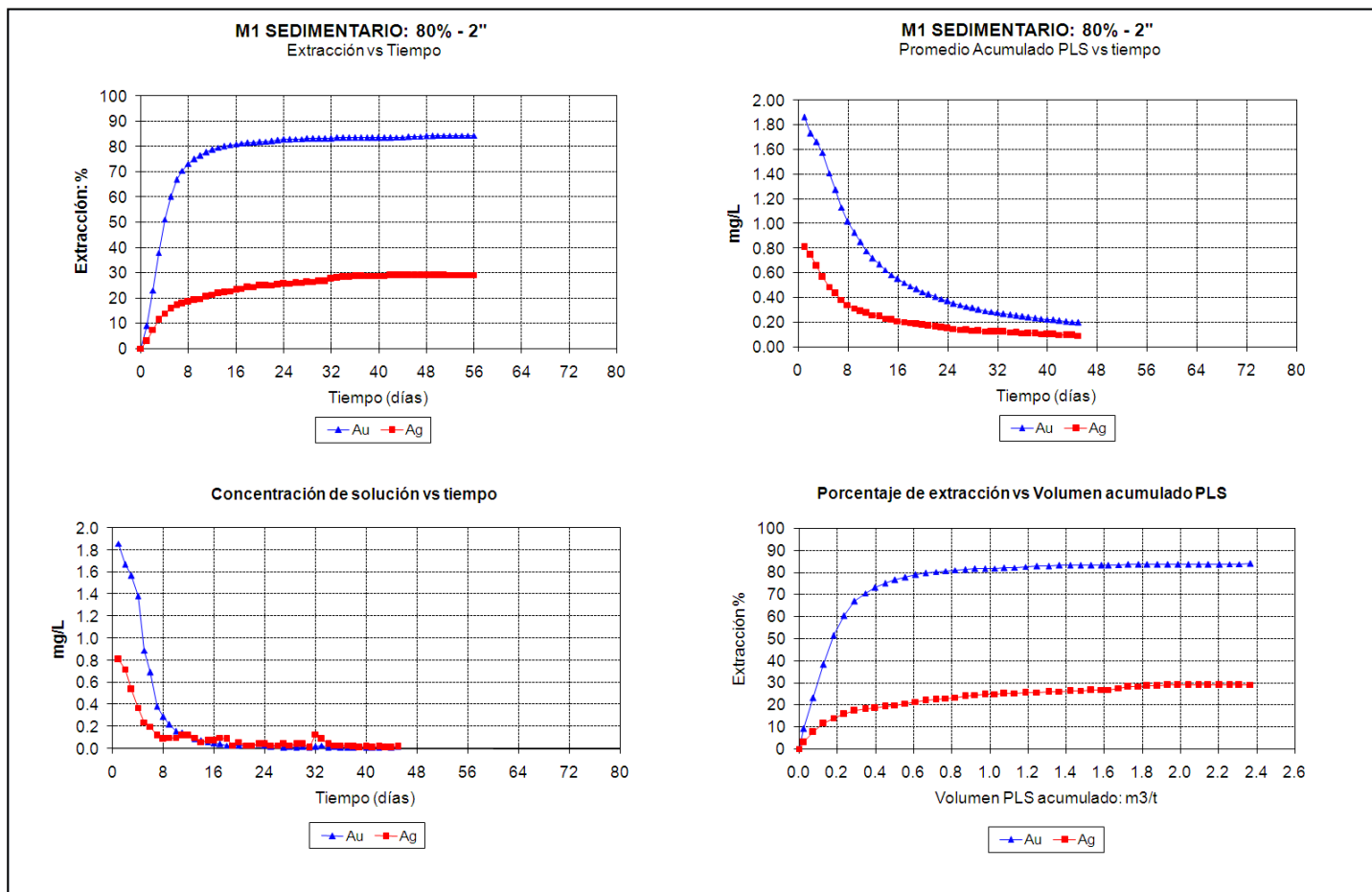
Fuente: Elaboración propia

**Figura 14. Balance final y malla valorada de prueba en columna**



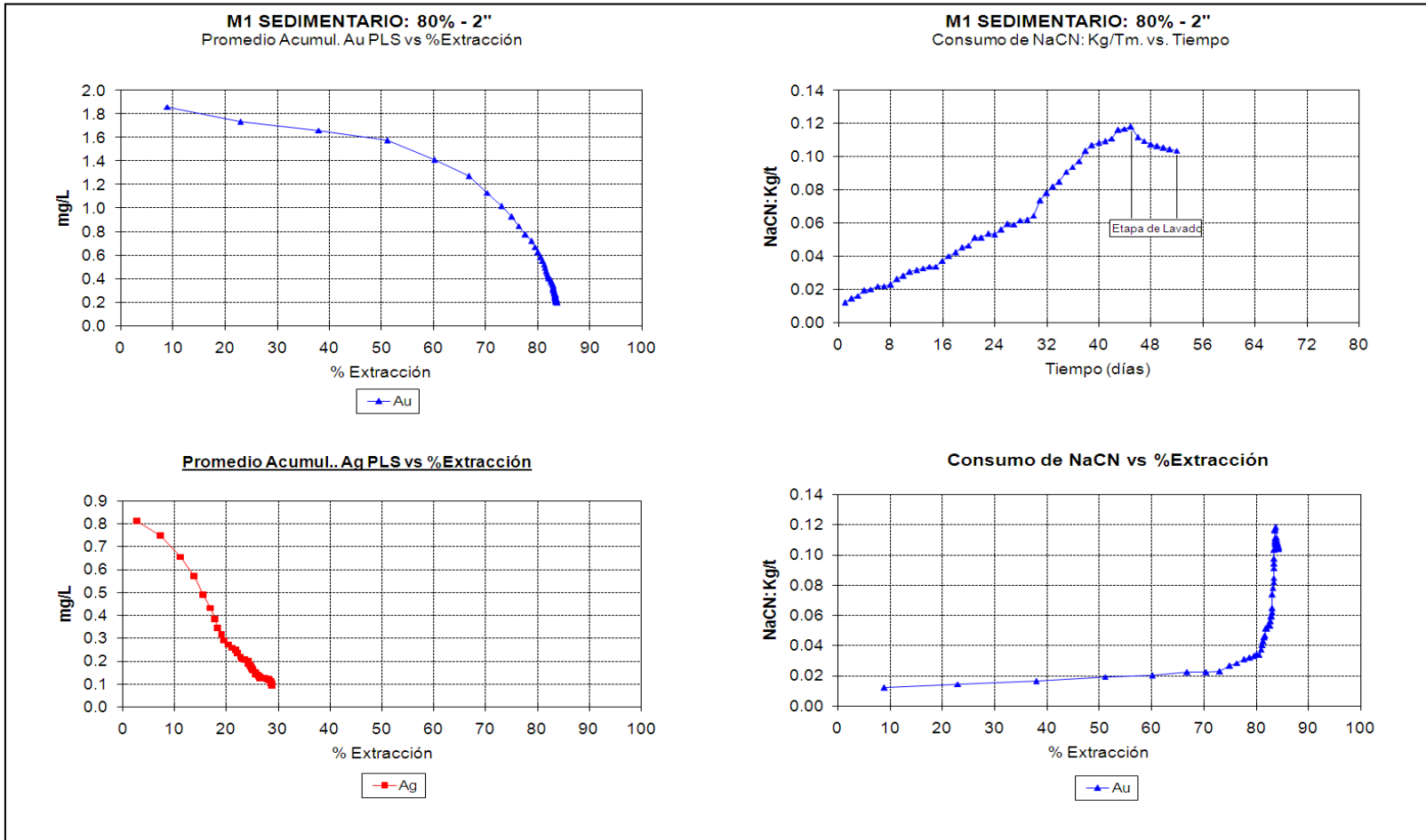
Fuente: Barrick Misquiquilcha

Figura 15. Vista gráfica de prueba en columna



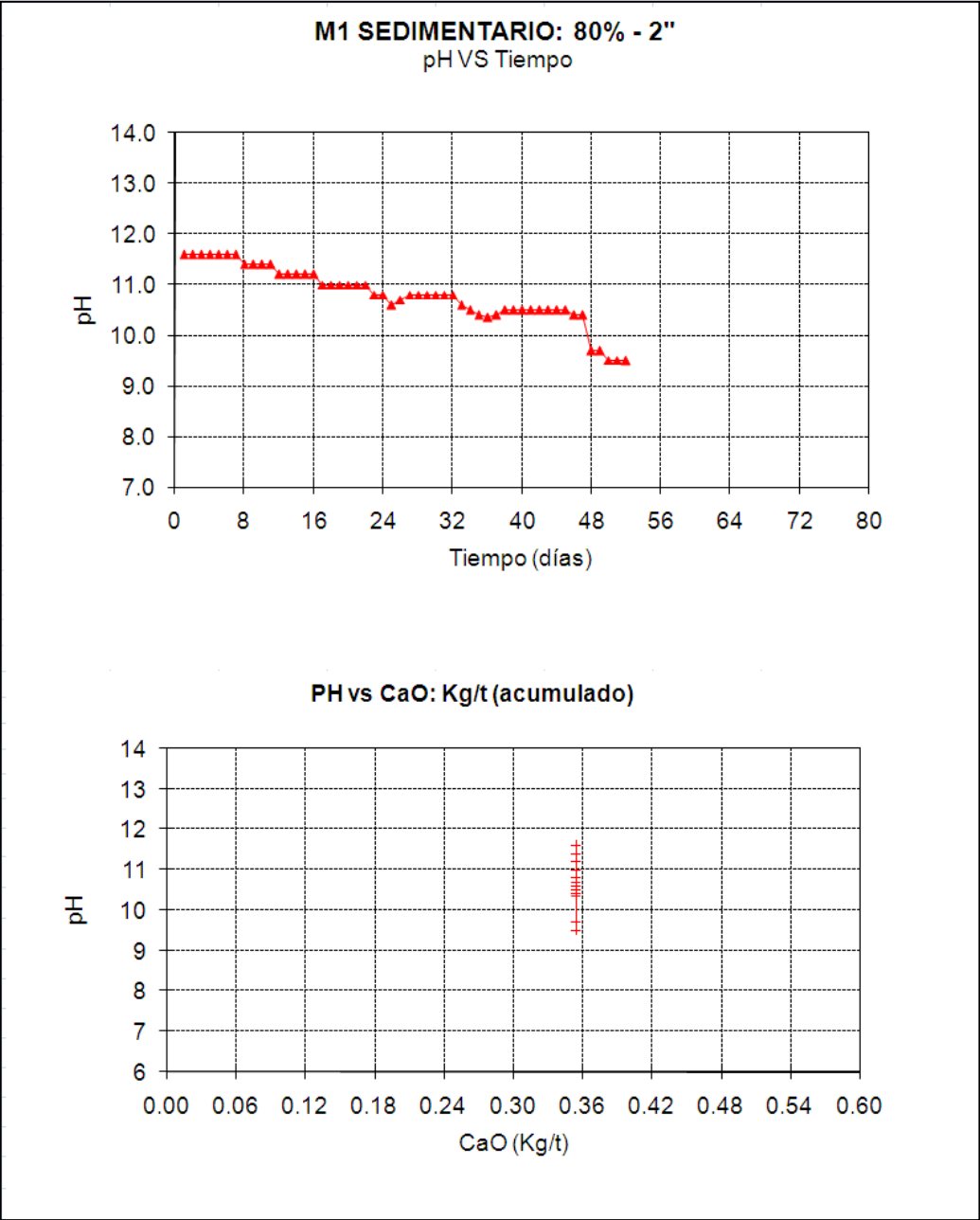
Fuente Elaboración propia

Figura 16. Tendencias de recuperacion y leyes de prueba en columna



Fuente Elaboración propia

Figura 17. Comportamiento de leyes y consumo de reactivos



Fuente Elaboración propia

Figura 18. Comportamiento de pH y consumo de NaCN

#### 4.1 PRESENTACIÓN DE RESULTADOS

La cantidad de experimentos quedará determinada por el número de variables, empleando la ecuación 9, donde:

$$N = 2^k + 2k + n^0 \quad [9]$$

N= Número de eventos o réplicas.

k = Número de Variables.

$n^0$ = Número de observaciones replicadas en el centro del diseño.

Así mismo la expresión anterior es empleada cuando el número de variables es menor a cinco.

Seguidamente de la tabla matricial que es el punto de partida del número de experimentos, vendrá determinada por las siguientes expresiones:

$$Z_j^0 = \frac{Z_j^{max} + Z_j^{min}}{2} \quad [10]$$

Donde  $Z_j^0$  es el código o valor del centro del diseño, esta expresión es utilizada para pasar de la escala codificada a la escala natural, lo mismo aplicamos para  $\Delta Z_j^0$



Así:

$$\Delta Z_j = \frac{Z_j^{max} - Z_j^{min}}{2} \quad [11]$$

**Cuadro 1. Centros y Radios de la Variables**

	Z <sub>1</sub>	Z <sub>2</sub>	Z <sub>3</sub>	
Z <sup>0</sup> = Centro del diseño	15	180	3,2	(Z <sup>Max</sup> + Z <sup>Min</sup> ) / 2
ΔZ <sub>j</sub> = Radio del diseño	5	120	1,3	(Z <sup>Max</sup> - Z <sup>Min</sup> ) / 2

*Fuente Elaboración propia*

Luego para obtener los valores de los respectivos niveles Z, es decir Z<sub>1</sub>, Z<sub>2</sub> y Z<sub>3</sub> se empleara la siguiente expresión:

$$Z_j = Z_j^0 + \left( \frac{X_j \times \Delta Z_j}{1,682} \right) \quad [12]$$

Finalmente la matriz a confeccionar quedará de la siguiente manera:

Cuadro 2. Matriz del Diseño Compuesto

EXP.	X <sub>1</sub>	X <sub>2</sub>	X <sub>3</sub>	Tasa de Riego	Conc. Cianuro	Granulometría	Recuperación de Au
				(l/h.m <sup>2</sup> )	(p.p.m)	(diámetro en pulgadas)	(%)
				Z <sub>1</sub>	Z <sub>2</sub>	Z <sub>3</sub>	Y
1	-1,00	-1,00	-1,00	12	109	2,4	81,41
2	1,00	-1,00	-1,00	18	109	2,4	82,48
3	-1,00	1,00	-1,00	12	251	2,4	80,14
4	1,00	1,00	-1,00	18	251	2,4	85,21
5	-1,00	-1,00	1,00	12	109	3,9	80,32
6	1,00	-1,00	1,00	18	109	3,9	83,29
7	-1,00	1,00	1,00	12	251	3,9	83,45
8	1,00	1,00	1,00	18	251	3,9	85,39
9	1,68	0,00	0,00	20	180	3,2	85,41
10	-1,68	0,00	0,00	10	180	3,2	82,45
11	0,00	1,68	0,00	15	300	3,2	84,89
12	0,00	-1,68	0,00	15	60	3,2	81,37
13	0,00	0,00	1,68	15	180	4,4	85,35
14	0,00	0,00	-1,68	15	180	1,9	84,34
15	0,00	0,00	0,00	15	180	3,2	84,61
16	0,00	0,00	0,00	15	180	3,2	85,93
17	0,00	0,00	0,00	15	180	3,2	86,12
18	0,00	0,00	0,00	15	180	3,2	84,71

Fuente Elaboracin propia

## 4.2 TÉCNICA EXPERIMENTAL

El método seleccionado será el de diseño compuesto para un diseño de tipo 2k, con número de variables menos de 5.

Las variables de mayor influencia hacia determinada respuestas, serán consideradas para nuestra evaluación será el de obtener la mayor cantidad de recuperación de oro

De acuerdo al número de variables se planteara el numero de eventos o experimentos., en nuestro caso serán 18.

Luego mediante métodos matriciales obtendremos el modelo a escala codificada y luego a escala natural, analizando posteriormente los análisis de varianza, para su posterior evaluación y finalmente la comprobación grafica de los resultados obtenidos.

#### **4.2.1 Pruebas y Evaluaciones**

El número de pruebas fue determinado empleando la ecuación 3.1 dando como resultado 18 eventos con las condiciones que se indican producto de la confección de la primera matriz así tenemos el siguiente cuadro de respuesta:

**Cuadro 3. Experimentos, sus combinaciones y vector respuesta**

	<b>Tasa de Riego</b>	<b>Conc. Cianuro</b>	<b>Granulometría</b>	<b>Recuperación de Au</b>
	(l/h.m <sup>2</sup> )	(p.p.m)	(diámetro en pulgadas)	(%)
<b>EXP.</b>	<b>Z<sub>1</sub></b>	<b>Z<sub>2</sub></b>	<b>Z<sub>3</sub></b>	<b>Y</b>
<b>1</b>	12	109	2,4	81,41
<b>2</b>	18	109	2,4	82,48
<b>3</b>	12	251	2,4	80,14
<b>4</b>	18	251	2,4	85,21
<b>5</b>	12	109	3,9	80,32
<b>6</b>	18	109	3,9	83,29
<b>7</b>	12	251	3,9	83,45
<b>8</b>	18	251	3,9	85,39
<b>9</b>	20	180	3,2	85,41
<b>10</b>	10	180	3,2	82,45
<b>11</b>	15	300	3,2	84,89
<b>12</b>	15	60	3,2	81,37
<b>13</b>	15	180	4,4	85,35
<b>14</b>	15	180	1,9	84,34
<b>15</b>	15	180	3,2	84,61
<b>16</b>	15	180	3,2	85,93
<b>17</b>	15	180	3,2	86,12
<b>18</b>	15	180	3,2	84,71

**Fuente: Elaboración Propia**

### 4.3 FUNDAMENTO DEL MÉTODO ESTADÍSTICO EMPLEADO

En cuanto al fundamento estadístico, este se basa en el análisis de resultados para la tabla t (distribución t de student), que es una familia de distribuciones de forma campana o normal que varia por el tamaño de la muestra, mientras más pequeño el tamaño de la muestra más ancha y plana es la distribución, y la tabla de distribución F, que es una familia de curvas dependientes del numero de grados de libertad. En esta estimación se deben cumplir dos condiciones principales:

Primera condición. Se estima y compara para la regresión, lo que significa que si el T de la regresión es mayor que el T de la tabla la ecuación explica el evento con la correlación suficiente.

Segunda condición, es estimar el F de la falta de ajuste y si es menor que el F de tabla significará que los puntos no están alejados de la curva representativa de la ecuación y si las dos condiciones se cumplen estadísticamente el resultado es consistente y las conclusiones tendrán el suficiente soporte técnico.

#### 4.4 ESTADÍSTICAS DE RESULTADOS DE RENDIMIENTO DE RECUPERACIÓN DE ORO

Luego la matriz del diseño y vector respuesta del capítulo anterior quedarán determinados en la siguiente tabla así:

**Cuadro 4. Matriz de Diseño y Vector Respuesta**

Exp.	MATRIZ "X"										VECTOR
	X <sub>0</sub>	X <sub>1</sub>	X <sub>2</sub>	X <sub>3</sub>	X <sub>1</sub> <sup>2</sup>	X <sub>2</sub> <sup>2</sup>	X <sub>3</sub> <sup>2</sup>	X <sub>1</sub> X <sub>2</sub>	X <sub>1</sub> X <sub>3</sub>	X <sub>2</sub> X <sub>3</sub>	Y
1	1,00	-1,00	-1,00	-1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	81,41
2	1,00	1,00	-1,00	-1,00	1,00	1,00	1,00	-1,00	-1,00	1,00	82,48
3	1,00	-1,00	1,00	-1,00	1,00	1,00	1,00	-1,00	1,00	-1,00	80,14
4	1,00	1,00	1,00	-1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	-1,00	-1,00	85,21
5	1,00	-1,00	-1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	-1,00	-1,00	80,32
6	1,00	1,00	-1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	-1,00	1,00	-,00	83,29
7	1,00	-1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	-1,00	-1,00	1,00	83,45
8	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	85,39
9	1,00	1,68	0,00	0,00	2,83	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	85,41
10	1,00	-,68	0,00	0,00	2,83	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	82,45
11	1,00	0,00	1,68	0,00	0,00	2,83	0,00	0,00	0,00	0,00	84,89
12	1,00	0,00	-1,68	0,00	0,00	2,83	0,00	0,00	0,00	0,00	81,37
13	1,00	0,00	0,00	1,68	0,00	0,00	2,83	0,00	0,00	0,00	85,35
14	1,00	0,00	0,00	-1,68	0,00	0,00	2,83	0,00	0,00	0,00	84,34
15	1,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	84,61
16	1,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,0	0,00	0,00	0,00	85,93
17	1,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	86,12
18	1,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	84,71

Fuente: Elaboración Propia

Seguidamente empleando la serie de Taylor se hará la estimación de los datos y del modelo matemático a emplear, quedando la serie de Taylor definida de la siguiente manera:

$$\hat{Y} = b_0 + \sum_{i=1}^k b_j X_j + \sum_{u,j=1}^k b_{uj} X_u X_j + \sum_{j=1}^k b_{jj} X_j^2 \quad [13]$$

Luego por el método matricial resolveremos el sistema y el coeficiente del modelo matemático a encontrar será:

$$B = (X^T * X)^{-1} * (X^T * Y) \quad [14]$$

Donde:

B=coeficientes del modelo matemático

- $X^T$ = Transpuesta de la matriz de diseño
- X= Matriz de diseño
- Y= respuestas
- $()^{-1}$ = matriz inversa

Luego la matriz X, y vector respuesta Y, quedan definidos de la siguiente manera:

Hallando la matriz transpuesta de X, tenemos el siguiente resultado:

**Cuadro 5. Matriz transpuesta  $X^T$** 

MATRIZ TRANSPUESTA ( $X^T$ )																
1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00
-1,00	1,00	-1,00	1,00	-1,00	1,00	-1,00	1,00	1,68	-1,68	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
-1,00	-1,00	1,00	1,00	-1,00	-1,00	1,00	1,00	0,00	0,00	1,68	-1,68	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
-1,00	-1,00	-1,00	-1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	0,00	0,00	0,00	0,00	1,68	0,00	0,00	0,00	0,00
1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	2,83	2,83	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	0,00	0,00	2,83	2,83	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	0,00	0,00	0,00	0,00	2,63	0,00	0,00	0,00	0,00
1,00	-1,00	-1,00	1,00	1,00	-1,00	-1,00	1,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
1,00	-1,00	1,00	-1,00	-1,00	1,00	-1,00	1,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
1,00	1,00	1,00	-1,00	-1,00	-1,00	1,00	1,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

Fuente: *Elaboración Propia*

Seguidamente se procede a multiplicar la matriz  $X$ , por la matriz transpuesta ( $X^T$ )

**Cuadro 6. Producto de Matrices  $X^T * X$** 

MATRIZ INVERSA ( $X^T * X$ ) <sup>-1</sup>										
0,25	0,00	0,00	0,00	-0,09	-0,09	-0,09	0,00	0,00	0,00	
0,00	0,07	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	
0,00	0,00	0,07	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	
0,00	0,00	0,00	0,07	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	
-0,09	0,00	0,00	0,00	0,08	0,02	0,02	0,00	0,00	0,00	
-0,09	0,00	0,00	0,00	0,02	0,08	0,02	0,00	0,00	0,00	
-0,09	0,00	0,00	0,00	0,02	0,02	0,08	0,00	0,00	0,00	
0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,13	0,00	0,00	
0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,13	0,00	
0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,13	

Fuente: *Elaboración propia*



Seguidamente para continuar con la evaluación se procederá a evaluar la matriz inversa, de  $X^T * X$ , quedando determinada de la siguiente manera:

**Cuadro 7. Matriz Inversa de  $(X^T * X) = (X^T * X)^{-1}$**

PRODUCTO DE LAS MATRICES ( $X * X^T$ )									
18,000	0,000	0,000	0,000	13,658	13,658	13,658	0,000	0,000	0,000
0,000	13,658	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000
0,000	0,000	13,658	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000
0,000	0,000	0,000	13,658	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000
13,658	0,000	0,000	0,000	24,008	8,000	8,000	0,000	0,000	0,000
13,658	0,000	0,000	0,000	8,000	24,008	8,000	0,000	0,000	0,000
13,658	0,000	0,000	0,000	8,000	8,000	24,008	0,000	0,000	0,000
0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	8,000	0,000	0,000
0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	8,000	0,000
0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	8,000

**Fuente: Elaboración Propia**

A continuación se evaluará el producto del vector respuesta Y, y la matriz transpuesta de X, ( $X^T$ ).

**Cuadro 8. Producto Matriz Transpuesta por el Vector Respuesta**

<b>PRODUCTO (<math>X^T * Y</math>)</b>
1506,87
16,03
12,61
4,91
1136,59
1132,06
1141,76
2,97
-1,23
3,77

Luego para obtener los coeficientes del modelo matemático a escala codificada se multiplicara la matriz  $(X^T * X)^{-1} * (X^T * Y)$  obteniendo la siguiente matriz

**Cuadro 9. Coeficientes de la Ecuación a escala codificada**

<b>PRODUCTO DE <math>(X^T * X)^{-1} * (X^T * Y)</math></b>	
85,40	$X^0$
1,17	$X_1$
0,92	$X_2$
0,36	$X_3$
-0,75	$X_1^2$
-1,04	$X_2^2$
-0,43	$X_3^2$
0,37	$X_1 * X_2$
-0,15	$X_1 * X_3$
0,47	$X_2 * X_3$

Seguidamente reemplazando en la expresión polinómica, tenemos el modelo matemático a escala codificada.

$$= 85,339 + 1,174X_1 + 0,923X_2 + 0,359X_3 - 0,753X_1^2 - 1,036X_2^2 - 0,430X_3^2 + 0,371X_1 * X_2 - 0,154X_1 * X_3 + 0,471X_2 * X_3 \quad [15]$$

El modelo matemático sirve para predecir los valores de la recuperación del oro, reemplazando valores codificados de las variables en los rangos de  $-1$  a  $+1$ , sin embargo, en muchos casos es preferible expresar el modelo matemático en escala natural, especialmente cuando se desea graficar el modelo usando el software de estadística, así tenemos las siguientes expresiones:

Para obtener el término independiente:

$$a_0 = b_0 - \sum_{i=1}^k b_i e_i + \sum_{i,u=1}^k b_{ju} e_i e_u + \sum_{i=1}^k b_{ii} e_i^2 \quad [16]$$

$a_0$ =Término independiente lineal del modelo matemático a escala natural

$e$ = Cociente de dividir el centro y el radio del diseño

**Para los términos lineales:**

$$a_i z_i = \frac{b_i}{\Delta z_i} - 2 \frac{b_{ii}}{\Delta z_i} e_i - \frac{b_{ju}}{\Delta z_i} e_j e_u \quad [17]$$

**Para los términos cuadráticos:**

$$a_{ii}x_i^2 = \frac{b_{ii}}{\Delta z_i^2} \quad [18]$$

Finalmente para la determinación de los términos de Interacción tenemos la siguiente expresión:

$$a_{ij}z_i z_j = \frac{b_{ij}}{\Delta z_i z_j} \quad [19]$$

**Cuadro 10. Obtención de Datos y reemplazo en las Ecuaciones**

<b>N</b>	<b>Z<sub>1</sub></b>	<b>Z<sub>2</sub></b>	<b>Z<sub>3</sub></b>
<b>(-)</b>	10	60	2
<b>(+)</b>	20	300	4
<b>Z<sup>o</sup></b>	15	180	3,18
<b>Δz</b>	5	120	1,27
<b>ε</b>	3	1,5	2,5

Reemplazando las ecuaciones anteriores tenemos el siguiente resumen de coeficientes obtenidos, expresados en el cuadro 11.

**Cuadro 11. Coeficientes Hallados**

$a_0$ = Término independiente	70,08
$Z_1$ = Término Lineal	1,1
$Z_2$ = Término Lineal	0,01
$Z_3$ = Término Lineal	1,78
$Z_1$ = Término cuadrático	-0,03
$Z_2$ = Término cuadrático	-0,00007
$Z_3^2$ = Término cuadrático	-0,26
$Z_{12}$ = Término de interacción	0,0006
$Z_{13}$ = Término de interacción	-0,02
$Z_{23}$ = Término de interacción	0,0031

**Fuente: Elaboración Propia**

Seguidamente reemplazando los coeficientes, en la expresión polinómica, obteniendo la expresión a escala natural, es decir el modelo debe predecir valores de  $Y$  (% de recuperación de oro). Reemplazando valores naturales de las variables, del mismo modelo matemático codificado, reemplazando valores codificados de las variables, sin

embargo, se espera un poco de variación en los valores, principalmente a la exactitud de los cálculos durante la decodificación.

$$y = 70,08 + 1,104Z_1 + 0,014Z_2 + 1,78Z_3 - 0,0301Z_1^2 - 0,00007Z_2^2 - 0,266Z_3^2 + 0,0006Z_1 * Z_2 - 0,0242Z_1 * Z_3 + 0,003Z_2Z_3 \quad [20]$$

#### 4.5 ANÁLISIS DE VARIANZA

Los coeficientes del modelo matemático son evaluados para analizar su significancia mediante el test de Student, definido por:

$$t_j = \frac{b_j}{s_{bj}} \quad [21]$$

Luego la varianza asociada a cada coeficiente es:

$$S_{bj}^2 = C_{jj} * S_e^2 \quad [22]$$

Así mismo tenemos que:

- $S_{bj}$ = Desviación estándar asociado a los coeficiente

- $C_{jj}$  = Son los elementos diagonales de la matriz  $(X^T * X)^{-1}$

Entonces tenemos que los elementos diagonales de la matriz son:

**Cuadro 12. Elementos diagonales de la matriz**

Diagonal de la matriz $(X^T * X)^{-1}$
0,249
0,073
0,073
0,073
0,079
0,079
0,079
0,125
0,125
0,125

*Fuente: Elaboración Propia*

Luego tenemos los puntos centrales del centro de diseño así:

**Cuadro 13. Respuestas del Centro de Diseño**

Respuestas del Centro de Diseño							
	X1	X2	X3	Z1	Z2	Z3	Y
15	0,00	0,00	0,00	15,00	180,00	3,18	84,61
16	0,00	0,00	0,00	15,00	180,00	3,18	85,93
17	0,00	0,00	0,00	15,00	180,00	3,18	86,12
18	0,00	0,00	0,00	15,00	180,00	3,18	84,71
							<b>Y= 85,34</b>

*Fuente: Elaboración Propia*

Luego los análisis de significancia quedan determinados de la siguiente manera:

- $Y^0 = 85,343 =$  Promedio de las Y
- $Sse = 1,8862 = \sum(Y_i - Y^0)^2$
- $f_2 = 3 =$  Número de grados de libertad
- $Mse = 0,6287 =$  Cociente de  $Sse/f_2$
- $Se = 0,7929 =$  raíz(Mse)



Seguidamente aplicando las ecuaciones 5,9 y 5,10 para un 95% y 3 grados de libertad tenemos que el valor T de Tabla es 2,35, así tenemos el siguiente cuadro de resultados:

**Cuadro 14. Resumen de Datos del Análisis de Significancia**

	Se	(C <sub>jj</sub> ) <sup>1/2</sup>	S <sub>bj</sub>	b <sub>j</sub>	t <sub>j</sub>	Significancia
<b>X<sub>1</sub></b>	0,79	0,27	0,21	1,17	5,47	Si
<b>X<sub>2</sub></b>	0,79	0,27	0,21	0,92	4,30	Si
<b>X<sub>3</sub></b>	0,79	0,27	0,21	0,36	1,67	No
<b>X<sub>1</sub><sup>2</sup></b>	0,79	0,28	0,22	-0,75	-3,38	Si
<b>X<sub>2</sub><sup>2</sup></b>	0,79	0,28	0,22	-1,04	-4,65	Si
<b>X<sub>3</sub><sup>2</sup></b>	0,79	0,28	0,22	-0,43	-1,93	No
<b>X<sub>12</sub></b>	0,9	0,35	0,28	0,37	1,32	No
<b>X<sub>13</sub></b>	0,9	0,35	0,28	-0,15	-0,55	No
<b>X<sub>23</sub></b>	0,79	0,35	0,28	0,47	1,68	No

**Fuente: Elaboración Propia**

La variable tasa de riego y concentración de cianuro son significativas, lo que indica que cada uno de manera independiente son muy importantes, para la evaluación de parámetros., no siendo muy significativa la variable granulometría, por lo que culminado esta primer parte del diseño se repetirá para incluir la variable días de riego en lugar de la variable granulometría.

De la misma manera el modelo matemático, derivando de los diseños rotables y compuestos, es evaluado estadísticamente para ver el grado de ajuste a los datos experimentales, de la siguiente manera:

Suma de los cuadrados del error así:

$$SS_R = \sum_{i=1}^N (Y_i - \bar{Y})^2 \quad [23]$$

El número de grados de libertad quedara determinado de la siguiente manera:

$$f_1 = N - 1 = N - \frac{(k+2)(k+1)}{2} \quad [24]$$

La determinación de la suma de los cuadrados del error:

$$SS_e = \sum_{i=1}^{N_0} (Y_{i0} - \bar{Y}_0)^2 \quad [25]$$

El número de grados de libertad se determinara así:

$$-f_2 = N_0 - 1 = f_3 - f_1 \quad [26]$$

Seguidamente se halla la falta de ajuste de la suma de cuadrados, tanto del error como del residual definido por:

$$SS_{FA} = SS_R - SS_E \quad [27]$$

Luego los grados de libertad quedaran definidos por:

$$f_3 = f_1 - f_2 \quad [28]$$

Para ver como la ecuación de regresión se ajusta a los datos experimentales, usando la prueba de Fisher definida por:

$$F = \frac{SS_{FA}/f_3}{SS_E/f_2} \quad [29]$$

Finalmente si se cumple que el F, hallado es menor que el F de tabla al 95 % entonces es válido el modelo matemático obtenido.

$$F < F_{(f_3, f_2) 95\%} \quad [30]$$

Luego con la expresión calculamos el valor de Y (estimado)

$$Y_{est} = [X][B] \quad [31]$$

Y estimado, viene definido por:

**Cuadro 15. Evaluación e la matriz Y estimado**

X										b	Y est(X*b)
1,00	-1,00	-1,00	-1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	85,40	81,41
1,00	1,00	-1,00	-1,00	1,00	1,00	1,00	-1,00	-1,00	1,00	1,17	83,32
1,00	-1,00	1,00	-1,00	1,00	1,00	1,00	-1,00	1,00	-1,00	0,92	81,57
1,00	1,00	1,00	-1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	-1,00	-1,00	0,36	84,97
1,00	-1,00	-1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	-1,00	-1,00	-0,75	81,50
1,00	1,00	-1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	-1,00	1,00	-1,00	-1,04	82,79
1,00	-1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	-1,00	-1,00	1,00	-0,43	83,54
1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	0,37	86,32
1,00	1,68	0,00	0,00	2,83	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	-0,15	85,24
1,00	-1,68	0,00	0,00	2,83	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,47	81,29
1,00	0,00	1,68	0,00	0,00	2,83	0,00	0,00	0,00	0,00		84,02
1,00	0,00	-1,68	0,00	0,00	2,83	0,00	0,00	0,00	0,00		80,91
1,00	0,00	0,00	1,68	0,00	0,00	2,83	0,00	0,00	0,00		84,79
1,00	0,00	0,00	-1,68	0,00	0,00	2,83	0,00	0,00	0,00		83,58
1,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00		85,40
1,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00		85,40
1,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00		85,40
1,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00		85,40

**Fuente: Elaboración Propia**

Seguidamente se procederá al cálculo de los residuales

**Cuadro 16. Estimación Residual**

<b>Y</b>	<b>Yest</b>	<b>Y- Yest</b>	<b>SSr</b>
81,41	81,41	0,00	0,00
82,48	83,32	-0,84	0,71
80,14	81,57	-1,43	2,06
85,21	84,97	0,24	0,06
80,32	81,50	-1,18	1,38
83,29	82,79	0,50	0,25
83,45	83,54	-0,09	0,01
85,39	86,32	-0,93	0,87
85,41	85,24	0,17	0,03
82,45	81,29	1,16	1,34
84,89	84,02	0,87	0,76
81,37	80,91	0,46	0,21
85,35	84,79	0,56	0,32
84,34	83,58	0,76	0,58
84,61	85,40	-0,79	0,62
85,93	85,40	0,53	0,28
86,12	85,40	0,72	0,52
84,71	85,40	-0,69	0,47
<b>Total</b>			<b>=10,462</b>

**Fuente: Elaboración Propia**

Luego reemplazando datos en las ecuaciones anteriores tenemos:

- $SSr = 10,462 = \text{Suma de los cuadrados de } (Y - Y_{est})$

- $Msr = 1,308 = SSr / (\text{núm. de experimentos} - \text{núm. de términos de la ecuación})$
- $Ssfa = 8,575 = SSr - Sse$
- $Msfa = 1,225$
- $f_1 = 8$
- $f_2 = 3$
- $f_3 = 5$
- $F = 2,728$

Tenemos que para un  $f_3$  de 5 y un  $f_2$  de 3, y un nivel de significancia de 95%, tenemos que el  $F = 9,01$ .

Por lo tanto como  $F_{\text{tabla}}$  es mayor que el  $F_{\text{calculado}}$  decimos que el modelo se ajusta o representa adecuadamente los datos experimentales.

#### **4.6 ANÁLISIS DE MÁXIMOS Y MÍNIMOS (PARA PRIMERA EVALUACIÓN)**

Seguidamente hay que derivar dos veces respecto a cada variable en la ec. A escala codificada y su reemplazo en la matriz Heisiana, así tenemos la ecuación:

$$y = 85,40 + 1,17X_1 + 0,923X_2 + 0,36 - 0,75X_1^2 - 1,04 - 0,43X_3^2 + 0,37X_1 * X_2 - \\ 0,15X_1 * X_3 + 0,47X_2 * X_3 \quad [32]$$

Derivando la ecuación:

Realizando las derivadas de los términos lineales de la ecuación tenemos:

Términos Lineales

$$\frac{\partial^2 y}{\partial x_1^2} = -1,507$$

$$\frac{\partial^2 y}{\partial x_2^2} = -2,072$$

$$\frac{\partial^2 y}{\partial x_3^2} = -0,860$$

Derivando la ecuación con respecto a:

Términos de interacción

$$\frac{\partial^2 y}{\partial x_1 \partial x_2} = 0,371$$

$$\frac{\partial^2 y}{\partial x_1 \partial x_3} = -0,154$$

$$\frac{\partial^2 y}{\partial x_2 \partial x_3} = 0,471$$

Seguidamente aplicando el criterio de la matriz Heisiana se confeccionan las siguientes matrices y se extraen sus determinantes así:

$$H_{11} = -1,51$$

$$H_{22} = \begin{vmatrix} -1,51 & 0,37 \\ 0,37 & -2,07 \end{vmatrix} = 2,98$$

$$H_{33} = \begin{vmatrix} -1,51 & 0,37 & -0,15 \\ 0,37 & -2,07 & 0,47 \\ -0,15 & 0,47 & -0,86 \end{vmatrix} = -2,24$$



Luego, por haber salidos los resultados de las determinantes con signos diferentes podemos predecir que la gráfica a resultar tendrá un máximo y un mínimo para valores predichos en las ecuaciones experimentales a obtener.

También derivando la ecuación a escala natural respecto a cada variable, y resolviendo el sistema de ecuaciones resultante tenemos:

$$y = 70,08 + 1,10Z_1 + 0,014Z_2 + 1,78Z_3 - 0,030Z_1^2 - 0,00007Z_2^2 - 0,27Z_3^2 + 0,0006Z_1 * Z_2 - 0,024Z_1 * Z_3 + 0,003Z_2 * Z_3 \quad [33]$$

$$\partial y / \partial Z_1 = -0,0602 Z_1 + 0,0006 Z_2 - 0,0242 Z_3 + 1,1042 = 0 \quad [34]$$

$$\partial y / \partial Z_2 = 0,00062 Z_1 - 0,0001 Z_2 - 0,0031 Z_3 + 0,0145 = 0 \quad [35]$$

$$\partial y / \partial Z_3 = -0,0242 Z_1 + 0,0031 Z_2 - 0,5331 Z_3 + 1,7823 = 0 \quad [36]$$

Luego resolviendo el sistema planteado por métodos matriciales tenemos:

$$A = \begin{array}{c|ccc|} & \mathbf{Z_1} & \mathbf{Z_2} & \mathbf{Z_3} & \\ \hline & -0,06027 & 0,00062 & -0,0242 & \\ & 0,00062 & -0,00014 & 0,0031 & \\ & -0,02421 & 0,00309 & -0,5331 & \\ \hline \end{array}$$

Vector B

$$B = \begin{array}{c} \text{Respuesta} \\ \left| \begin{array}{c} -1,1042 \\ -0,0145 \\ -1,7823 \end{array} \right| \end{array}$$

Luego:

$$\text{Matriz Inversa de A} = \left| \begin{array}{ccc} -17,43 & -66,20 & 0,40 \\ -66,20 & -8189,64 & -44,49 \\ 0,41 & -44,49 & -2,15 \end{array} \right|$$

Finalmente para resolver el sistema se multiplica la matriz inversa de A, por el vector B, teniendo la solución a las ecuaciones planteadas.

$$\text{Matriz Inversa de A } (A^{-1}) \cdot B = \left| \begin{array}{c} 19,49 \\ 271,14 \\ 4,03 \end{array} \right| \begin{array}{c} \mathbf{19,49} \\ \mathbf{271,14} \\ \mathbf{4,03} \end{array} \begin{array}{c} Z1 \\ Z2 \\ Z3 \end{array} \begin{array}{c} \text{Tasa de riego} \\ \text{Concentración de} \\ \text{Cianuro} \\ \text{Granulometría} \end{array}$$

Luego con estos valores obtenidos reemplazamos en la ecuación a escala natural los correspondientes valores obteniendo como respuesta el

vector Y, que será el máximo porcentaje de recuperación para los eventos realizados.

Si:

Y = 86,40% de Recuperación de Au

Para las variables escogidas, observamos la significancia de los resultados experimentales, y optamos por repetir el diseño, pero esta vez reemplazando la variable granulometría por el ciclo de riego, y encontramos los siguientes resultados:

**a. Rango de variables**

**Cuadro 17. Rangos máximos y mínimos de variables**

Variables	Rangos	
	Inferior	Superior
Z <sub>1</sub> (Tasa de riego)	10	20
Z <sub>2</sub> (CC cianuro)	60	300
Z <sub>3</sub> (Días riego)	3	41

**Fuente: Elaboración Propia**

### b. Modelo matemático a escala codificada

$$y = 85,488 + 1,314X_1 + 1,052X_2 + 1,912X_3 - 0,595X_1^2 - 0,963X_2^2 - 2,158X_3^2 + 0,480X_1 * X_2 - 0,088X_1 * X_3 - 0,068X_2 * X_3 \quad [37]$$

### c. Modelo matemático a escala natural

$$y = 69,07 + 0,85Z_1 + 0,22Z_2 + 0,38Z_3 - 0,024Z_1^2 - 0,000067Z_2^2 - 0,0060Z_3^2 + 0,0008Z_1 * Z_2 - 0,0009Z_1 * Z_3 + 0,000030Z_2 * Z_3 \quad [38]$$

### d. Significancia

Se observa que las tres variables son significantes es decir es preferible trabajar con ciclo de riego, que con granulometría, dejando esta variable como un parámetro constante.

**Cuadro 18. Significancia de variables**

	Se	(C <sub>jj</sub> ) <sup>1/2</sup>	S <sub>bj</sub>	B <sub>j</sub>	t <sub>j</sub>	Significancia
<b>X<sub>1</sub></b>	0,79	0,27	0,21	1,17	5,47	Si
<b>X<sub>2</sub></b>	0,79	0,27	0,21	0,92	4,30	Si
<b>X<sub>3</sub></b>	0,79	0,27	0,21	0,36	1,67	Si
<b>X<sub>1</sub><sup>2</sup></b>	0,79	0,28	0,22	-0,75	-3,38	Si
<b>X<sub>2</sub><sup>2</sup></b>	0,79	0,28	0,22	-1,04	-4,65	Si
<b>X<sub>3</sub><sup>2</sup></b>	0,79	0,28	0,22	-0,43	-1,93	No
<b>X<sub>12</sub></b>	0,79	0,35	0,28	0,37	1,32	No
<b>X<sub>13</sub></b>	0,79	0,35	0,28	-0,15	-0,55	No
<b>X<sub>23</sub></b>	0,79	0,35	0,28	0,47	1,68	No

**Fuente: Elaboración Propia**

#### e. Valor de F

F=1,75 es decir es menor que 9,01 de tabla por lo cual decimos que el modelo se ajusta experimentalmente.

#### f. Óptimos para las variables

Matriz Inversa de A <sup>-1</sup> =	22,16	Z <sub>1</sub> = (Tasa de riego)	
	286,72		Z <sub>2</sub> = (Conc. Cianuro)
	29,60		Z <sub>3</sub> = (Ciclo de Riego)

**g. Recuperación óptima para las variables seleccionadas**

Reemplazando estos valores en la expresión a escala natural obtenemos:

$$Y = 87,28\% \text{ de Recuperación de Au}$$

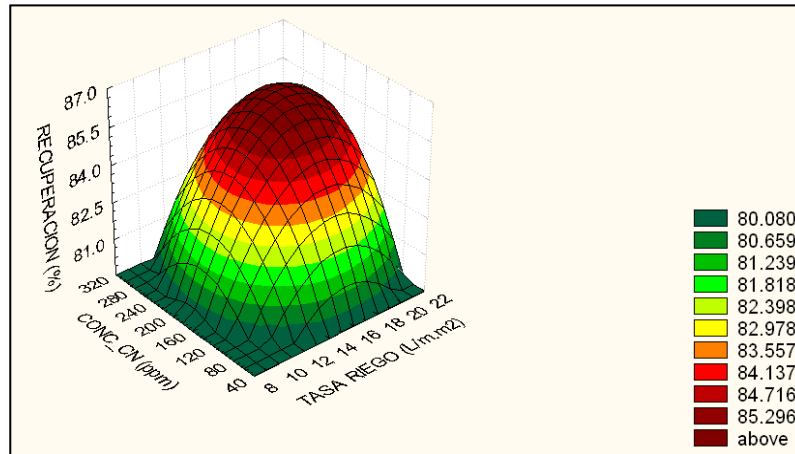
**4.7 INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS**

Se verá las gráficas de relación así como la presentación de resultados e interpretación de los mismos, observándose en los gráficos la presencia de máximos y mínimos de acuerdo a las recuperaciones obtenidas.

#### 4.7.1 Interpretación de Máximos y Mínimos

De las gráficas obtenidas, estas han sido representadas de dos formas, en forma de contorno, en las que de acuerdo a la calidad de la gráfica, podemos observar la mejor interrelación y en forma de nivel que es la misma representación, pero con valores en dos dimensiones para poder determinar puntos para posteriores análisis.

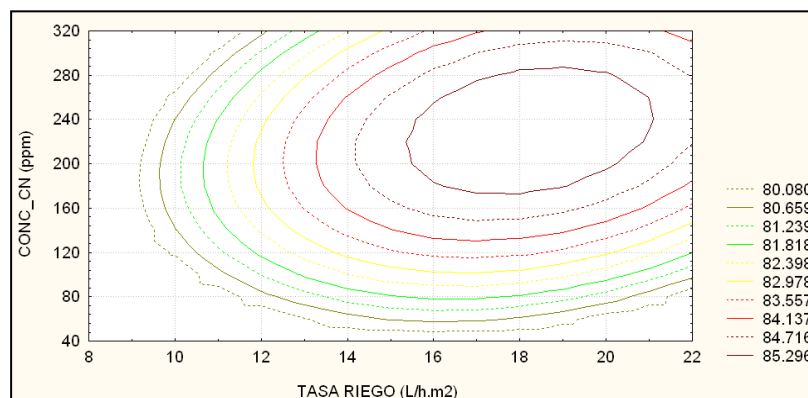
- La figura 19 es la que mejor se ajusta al modelo de campana, es decir que la interrelación de las variables tasa de riego y concentración de cianuro, son las que mejor se interrelacionan, esto significa que su interrelación es más importante de las interrelaciones obtenidas, tanto en su grafica de contorno como en su gráfica de nivel.



Fuente: Elaboración Propia

Figura 19. Influencia del flujo y la concentración de cianuro en la recuperación Au

- La figura 20 coincide con el análisis de significancia del capítulo anterior, en el que vimos que las variables  $X_1$  y  $X_2$ , representan la significancia en la tabla 18.

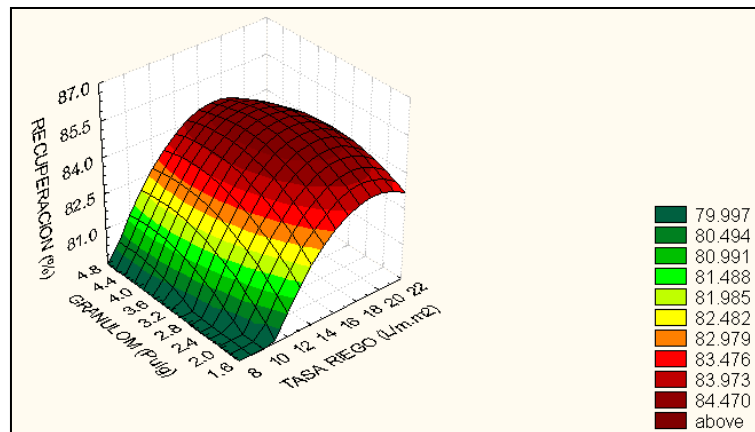


Fuente: Elaboración Propia

Figura 20. Tasa de riego y la concentración de cianuro en la recuperación de oro.



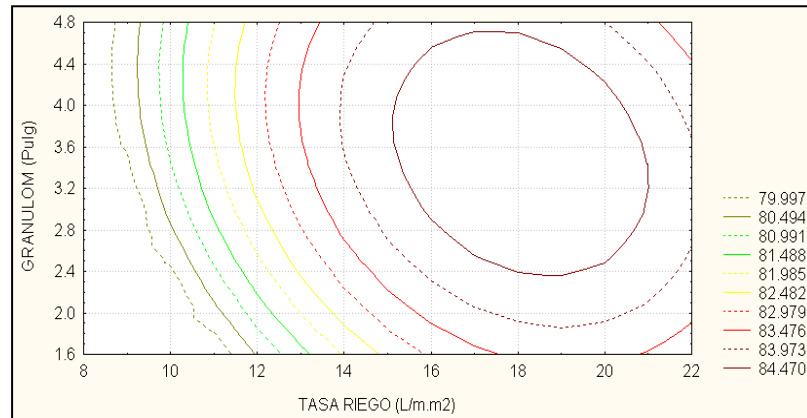
- La figura 21 representa máximos y mínimos, tanto para la tasa de riego como la granulometría, pero su interrelación no es muy importante, tal como se vio en el capítulo anterior, tabla 18.



**Fuente:** *Elaboración Propia*

**Figura 21. Curvas de contorno de tasa de riego y granulometría en la Recuperación del Oro**

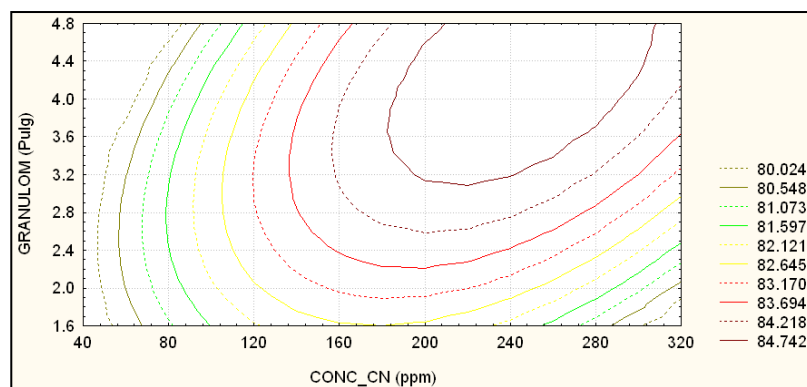
- La figura 22 representa máximos y mínimos, tanto para la tasa de riego como la granulometría, sin maximizar la recuperación por efecto de la granulometría.



Fuente: *Elaboración Propia*

**Figura 22. Curvas de contorno de tasa de riego y granulometría en la Recuperación del Oro**

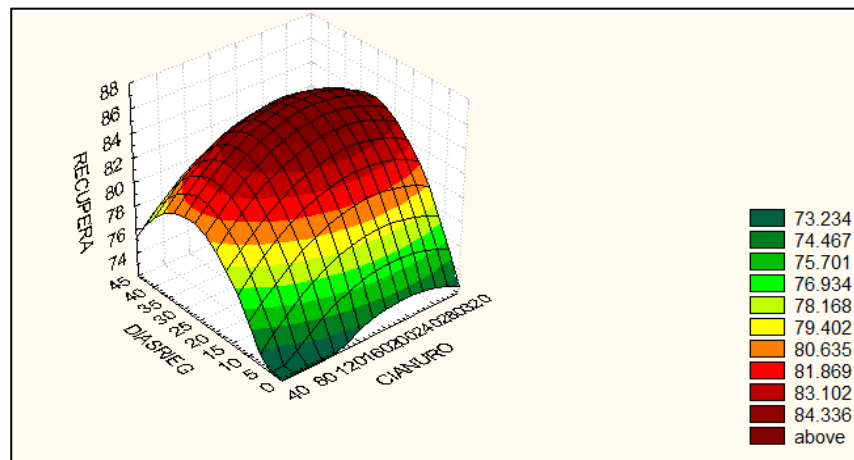
- En la figura 23, también se observan máximos y mínimos, pero la campana obtenida no es muy representativa como en la figura 19.



Fuente: *Elaboración Propia*

**Figura 23. Curvas de contorno de granulometría y concentración de cianuro en la recuperación del Oro**

Del mismo modo se obtienen las gráficas para la nueva variable escogida que en este caso es el ciclo de riego.



*Fuente: Elaboración Propia*

**Figura 24. Curvas de contorno de ciclo riego y conc. cianuro**

Así mismo vemos que del tratamiento numérico se desprende que las tres variables son importantes pero la interrelación de mayor efecto para esta prueba segunda sería el ciclo de riego y concentración de cianuro.

## CONCLUSIONES

1. Al incrementar la tasa de riego para el mineral M1 entre 16 y 20 L/h.m<sup>2</sup> la recuperación de oro se maximiza hasta valores de superiores al 85%.
2. Se concluye que a medida que variamos el tamaño de la partícula del mineral M1 de la mina Lagunas Norte desde 2" a 4,5", la recuperación de oro no se ve afectada significativamente.
3. Se puede reducir la concentración de cianuro para el mineral M1 desde 300 hasta 200 ppm sin afectar negativamente en la recuperación de oro, que se mantuvo sobre 84,7 %.
4. Al maximizar las variables operativas ya mencionadas, en las conclusiones anteriores, podemos regar un ciclo de lixiviación en 30 días.
5. Se determinó el modelo matemático que maximiza la recuperación de oro en base a las variables óptimas de tasa de riego, concentración de cianuro y el tiempo posible de lixiviación.

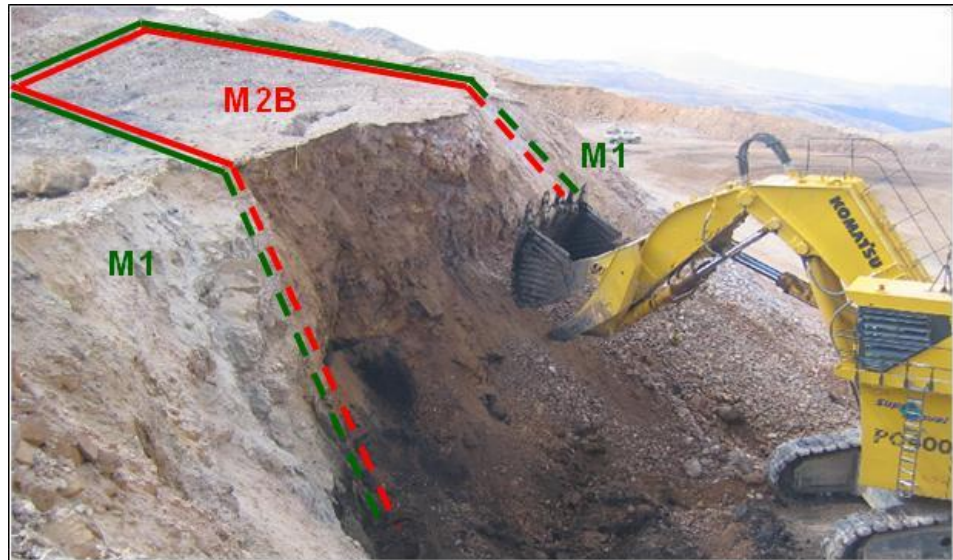
## RECOMENDACIONES

1. Se sugiere incrementar la tasa de riego de 10 a 15 L/h.m<sup>2</sup> en la operación industrial, como un primer paso, luego de los cual se puede subir hasta valores próximos a 20 L/h.m<sup>2</sup>, para acelerar la cinética de lixiviación y colocar mas mineral fresco en el pad con lo cual estaríamos ganando costo de oportunidad.
2. Se debe bajar la concentración de cianuro en la solución de riego a lixiviación gradualmente desde 300 a 200 ppm y confirmar in situ que la recuperación no se ve afectada y que esta medida será muy importante para la reducción de los costos de operación ya que el cianuro es el reactivo de mayor cotización.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Cochran, W., Cox, G. (1990). Diseños Experimentales". México: Editorial Trillas.
2. Díaz, A. (2009). Diseño Estadístico de Experimentos. Colombia :Editorial Universidad de Antioquia.
3. Domic, E. (2001). Hidrometalurgia: Fundamentos, Procesos y Aplicaciones. Santiago de Chile: Andros Impresoras Ltda, Primera Edición.
4. Habashi, F. (1996). Handbook of Extractive Metallurgy. Vol.I, USA: Editorial Wiley.
5. Manrique, J. (2005). Manejo de Pilas de Lixiviación en Minera Yanacocha S.R.L. Lima: Editorial UNMSM.
6. Misari, F. (2003). Metalurgia del Oro. Lima: Editorial CEPECT. 1ª Edición.
7. Montgomery, D. (1991). Diseño de Análisis de Experimentación. México: Editorial Iberoamericana S.A

## ANEXOS



*Foto1: Mineralización a 4200 m.s.n.m. de Lagunas Norte*



*Foto 2: Mineral M1 en muestra de arenisca*



**Foto 3: Mineral M1 en corte transversal**



**Foto 4: Mineral M1 a cargar en columnas de diferente diámetro**





**Foto 5: Columnas de 3 m de altura por 12 pulg. diámetro.**



**Foto 6: Columnas de 3 m de altura.**



**Foto 7: Riego en columnas de 10 m de altura**