



UNIVERSIDAD  
PRIVADA  
DEL NORTE

# FACULTAD DE INGENIERÍA

Carrera de Ingeniería de Minas

“INFLUENCIA DEL PORCENTAJE DE FINOS -200 MALLAS DEL BLENDING DE MINERAL EN LA PERMEABILIDAD Y EXTRACCIÓN DE ORO DURANTE LA LIXIVIACIÓN EN PADS”

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autores:

Bach. Alamiro Sánchez Núñez

Bach. Lusgardo Quispe Ramos

Asesor:

Ing. Víctor Eduardo Álvarez León

Cajamarca - Perú

2020

## DEDICATORIA

A mis padres y a toda mi familia por darme todo el apoyo incondicional, a mis amigos que día a día nos brindan su apoyo moral y sus experiencias. A Todos los docentes de la Universidad Privada del Norte UPN sede Cajamarca, de la Dirección de Ingeniería de Minas por brindar su apoyo y sus conocimientos para tener los mejores profesionales a través de sus enseñanzas y poder aplicarlos en las labores diarias en la que me desempeñaré como profesional.

**Alamiro Sánchez Núñez**

Dedico este trabajo principalmente a Dios, por haberme dado la vida y permitirme el haber llegado hasta este momento tan importante de mi formación profesional.

A mi madre y a mi padre, por ser los pilares más importantes y por demostrarme siempre su cariño y apoyo incondicional en todo este proceso de obtener uno de los anhelos más deseados.

A mi hermano y mi ahijado, por estar siempre presentes, acompañándome y por el apoyo moral, que me brindo a lo largo de esta etapa de mi vida.

Terminar este proyecto no hubiera sido posible sin el apoyo profesional de mi asesor el Ing. Víctor Eduardo Alvarez León, quien con paciencia encauso mi trabajo con sus conocimientos, con el firme propósito de conseguir un producto comunicacional de alto nivel.

Finalmente quiero dedicar esta tesis a todos mis familiares y amigos, por apoyarme cuando más lo necesite, por extenderme su mano en momentos difíciles por el amor brindado cada día. Todos en conjunto me hicieron ver, que sin importar cuanto tiempo me tome, todo se puede si de verdad se quiere, de verdad mil gracias y siempre los llevo en mi corazón.

**Lusgado Quispe Ramos**

## AGRADECIMIENTO

En primer lugar, agradecer a Dios Todo Poderoso por haberme guiado por el camino de la felicidad hasta ahora y haberme permitido cumplir con mis metas trazadas.

En segundo lugar, agradecer el gran esfuerzo de mis padres y hermanos, quienes fueron los pilares fundamentales en mi vida. Sin ellos, jamás hubiese podido conseguir lo que hasta ahora lo estoy logrando.

En tercer lugar, agradecer a mi asesor el Ing. Víctor Eduardo Álvarez León gracias a sus consejos y correcciones hoy puedo culminar este trabajo y escalar un paso más en mi vida como profesional.

**Alamiro Sánchez Núñez**

Quiero expresar mi gratitud a Dios, por ser mi guía y acompañarme en el transcurso de mi vida, brindándome paciencia y sabiduría para culminar con éxito mis metas propuestas.

Me van a faltar páginas para agradecer a las personas que se han involucrado en la realización de este trabajo, sin embargo, merece reconocimiento especial mis Padres que con su esfuerzo y dedicación me ayudaron a culminar mi carrera universitaria y me dio el apoyo suficiente para no decaer cuando todo parecía complicado e imposible.

Asimismo, agradezco infinitamente a mi hermano, que con sus palabras me hacían sentir orgulloso de lo que soy y de lo que les puedo enseñar. Ojalá algún día yo me convierta en su fuerza para que puedan seguir avanzando en su camino.

De igual forma, agradezco a mi Asesor de Tesis, que gracias a sus consejos y correcciones hoy puedo culminar este trabajo. A los Docentes que me han visto crecer como persona, y gracias a sus conocimientos hoy puedo sentirme dichoso y contento.

En conclusión, quiero expresar mi más grande y sincero agradecimiento a toda, mi familia, mis amigos que de una u otra manera me brindaron su ripioboración y se involucraron en este proyecto.

**Lusgardo Quispe Ramos**

## Tabla de contenido

<b>DEDICATORIA .....</b>	<b>2</b>
<b>AGRADECIMIENTO.....</b>	<b>3</b>
<b>ÍNDICE DE TABLAS .....</b>	<b>5</b>
<b>ÍNDICE DE FIGURAS .....</b>	<b>6</b>
<b>ÍNDICE DE ECUACIONES .....</b>	<b>7</b>
<b>CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN .....</b>	<b>10</b>
1.1. Realidad problemática .....	10
1.2. Formulación del problema.....	23
1.3. Objetivos .....	23
1.3.1. Objetivo general.....	23
1.3.2. Objetivos específicos .....	23
1.4. Hipótesis.....	24
1.4.1. Hipótesis general .....	24
1.4.2. Hipótesis específicas.....	24
<b>CAPÍTULO II. METODOLOGÍA .....</b>	<b>26</b>
2.1. Tipo de investigación .....	26
2.2. Población y muestra .....	26
2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos .....	29
<b>CAPÍTULO III. RESULTADOS .....</b>	<b>37</b>
3.1. Resultados de pruebas de permeabilidad.....	37
3.2. Resultados de pruebas de lixiviación en columnas .....	40
3.3. Resultados de extracción de metales por tamaño de partícula en las pruebas de lixiviación en columnas.....	44
3.4. Alternativa para lixiviar minerales con alto contenido de finos.....	47
<b>CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES .....</b>	<b>52</b>
<b>REFERENCIAS .....</b>	<b>57</b>
<b>ANEXOS .....</b>	<b>60</b>

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Descripción de Muestras recepcionadas del Tajo La Quinoa Sur.....	32
Tabla 2: Descripción de Muestras recepcionadas del Tajo Cerro Negro. ....	32
Tabla 3: Compósitos para pruebas de acuerdo al % de finos de La Quinoa Sur y de Cerro Negro Oeste. ....	33
Tabla 4: Pruebas de permeabilidad en laboratorio comúnmente realizadas en suelos.....	34
Tabla 5: Resultados de permeabilidad y percolación. ....	38
Tabla 6: Ratio de riego, Ratio S/O, compactación y Consumo de reactivos.....	40
Tabla 7: Extracción de Metales en las Pruebas de Lixiviación en Columnas. ....	41
Tabla 8: Extracción de Metales por fracción de malla del compósito zona “A” en las Pruebas de Lixiviación en Columnas Cerro Negro & LQ. ....	44
Tabla 9: Extracción de Metales por fracción de malla del compósito zona “B” en las Pruebas de Lixiviación en Columnas Cerro Negro & LQ. ....	44
Tabla 10: Extracción de Metales por fracción de malla del compósito zona “C” en las Pruebas de Lixiviación en Columnas Cerro Negro & LQ.....	45
Tabla 11: Extracción de Metales por fracción de malla del compósito zona “D” en las Pruebas de Lixiviación en Columnas Cerro Negro & LQ.....	45
Tabla 12: Promedio de Extracción de Metales por fracción de malla de los compósitos A, B, C D en las Pruebas de Lixiviación en Columnas Cerro Negro & LQ. ....	46

## ÍNDICE DE FIGURAS

Ilustración 1: Mapa Geológico Regional de Yanacocha .....	11
Ilustración 2: Producción de Oro de Minera Yanacocha 1993-2017. ....	12
Ilustración 3: Fluffing ó batido del mineral con excavadoras Cat 330C y Komatsu PC 300. .....	13
Ilustración 4: Empozamiento de la celda de lixiviación.....	14
Ilustración 5: Valores típicos del coeficiente de permeabilidad (k) en cm/seg. ....	18
Ilustración 6: Esquema de un permeámetro de carga constante.....	19
Ilustración 7: Flow sheet para pruebas de Lixiviación en columnas y permeabilidad de mezclas de los tajos La quinua Sur y Cerro Negro Oeste. ....	27
Ilustración 8: Muestreo de mineral de La Quinua en el Pad La Quinua. ....	28
Ilustración 9: Pesado de mineral de La Quinua en el Pad La Quinua. ....	28
Ilustración 10: Esquema de lixiviación en columna, circuito abierto.....	35
Ilustración 11: Variación de la percolación en función de la altura simulada y % de finos. .....	38
Ilustración 12: Extracción de Oro en Función del Tiempo de Lixiviación. ....	41
Ilustración 13: Extracción de Oro en Función del Ratio S/O.....	42
Ilustración 14: Oro en Solución Rica en Función del Tiempo de Lixiviación.....	42
Ilustración 15: Comportamiento de Extracción de Oro, Plata y Cobre por fracción de Malla. .....	46
Ilustración 16: Esquema de descarga de mineral del tajo La Quinua en la etapa 2.....	47
Ilustración 17: Alternativa anterior para lixiviar minerales con alto contenido de finos -200 mallas.....	49
Ilustración 18: Nueva alternativa para lixiviar minerales con altos finos. ....	50
Ilustración 19: Celdas de riego sin problemas de empozamientos.....	51

## ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación 1: Producción de la excavadora .....	19
Ecuación 2: Número de excavadoras.....	20
Ecuación 3: Producción diaria programada.....	20
Ecuación 4: Material In situ transportado.....	20

## RESUMEN

La presente tesis tiene por objetivo principal, determinar la influencia del porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral, en la permeabilidad y extracción de oro durante la lixiviación en pads, para lo cual se evaluó la permeabilidad del blending de minerales de La quinua Sur y Cerro Negro Oeste, a diferentes mezclas de % de finos -200 mallas con alturas establecidas que simulen las condiciones del pad, también se determinó cómo influye el porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral en la extracción de oro en pruebas de lixiviación en columnas y por último se determinó cómo influye el porcentaje de finos -200 mallas por tamaño de partícula del blending de mineral, sobre la extracción de oro en pruebas de lixiviación en columnas. Para tal fin seis muestras del tajo La Quinua fueron recibidas de la mina en estudio, con porcentaje de finos entre 7.3 a 30% menos 200 mallas y entre 39.4 a 83.1 kg de mineral para mezclarlos con cinco (05) muestras de mineral del tajo Cerro Negro para formar compósitos de porcentaje en finos de aproximadamente 15%, 18%, 20% y 25% a menos 200 malla para luego clasificarlas como compósitos tipo “A”, “B”, “C” y “D” respectivamente. Las pruebas de permeabilidad fueron desarrolladas en un equipo ENERPAC de 30 toneladas bajo el procedimiento de Knight Piésold de pared rígida. Los resultados indican buena percolación con el compósito tipo “A” hasta 160 metros de altura simulada con  $8.4 \text{ l/h/m}^2$ , el compósito “B” entre 32 a 48 metros tuvo una percolación de 21 y  $7 \text{ l/h/m}^2$  respectivamente, el compósito tipo “C” y “D” presentaron a 10 metros un promedio de percolación de cerca de  $3.2 \text{ l/h/m}^2$ . Por encima de estas alturas descritas los compósitos tuvieron pobre características de permeabilidad. A más porcentaje de finos menor permeabilidad; esta tendencia de percolación no fue igual en las pruebas en columnas quizá por la forma como los compósitos de mineral fueron cargados en las columnas. Los análisis químicos promedio en las cabezas de los compósitos formados para pruebas de en

columnas fueron de 0.60 g Au/t, 1.22 g Ag/t y 309 g Cu/t aproximadamente, leyes calculadas a partir de un análisis químico por fracciones en los compósitos a mallas: -1.5”, -1”, -1/2”, -1/4” y -8 mallas y considerando su porcentaje de distribución en peso en cada malla. Las pruebas en columnas necesitaron 16 días de lixiviación promedio, el ratio de solución a mineral S/O varió entre 0.3 a 2.0, mientras que el ratio de riego fué entre 1.3 a 9.1 l/h/m<sup>2</sup> aproximadamente. Las extracciones de oro de los compósitos Zona “A” y “D” fueron 82.33 y 92.37% respectivamente, estas columnas no tuvieron problemas de empozamiento (ponding) como las que mostraron las dos (02) columnas con mineral clasificadas como compósitos Zona “B” y “C”, con bajas extracciones de oro en 77.19% y 71.52% respectivamente. Esta baja extracción de oro obedeció a la menor extracción en la fracción - 8 malla, es decir en las partículas finas justamente causantes de la baja permeabilidad, con una extracción promedio de 76.3% aproximadamente; mientras que en las otras dos (02) columnas (compósitos Zona “A” y “D”) que no tuvieron problemas de percolación, las extracciones de oro promedio en menos 8 mallas fue de 86.55% aproximadamente. En general, considerando las pruebas en columnas corridas las extracciones de plata variaron entre 23.59% (-8 mallas) a 50.87% (-1.5” + 1”), mientras que el cobre varió entre 43% (-8 mallas) a 16.42% (-1.5” + 1”) aproximadamente. Si se desea formar compósitos tipo “B” estos serían recomendables comenzar a depositarlos en el pad, pero en las tres últimos lift (lift de 8 metros), realizar batido y luego regar en el último lift solo a 7 l/h/m<sup>2</sup>. Los demás compósitos tipo “C” y “D” podrían usarse en el último lift pero aplicando flujos de regado menores a 10 l/h.m<sup>2</sup>, previo batido.

**Palabras clave:** blending, permeabilidad, percolación, lixiviación, pads.

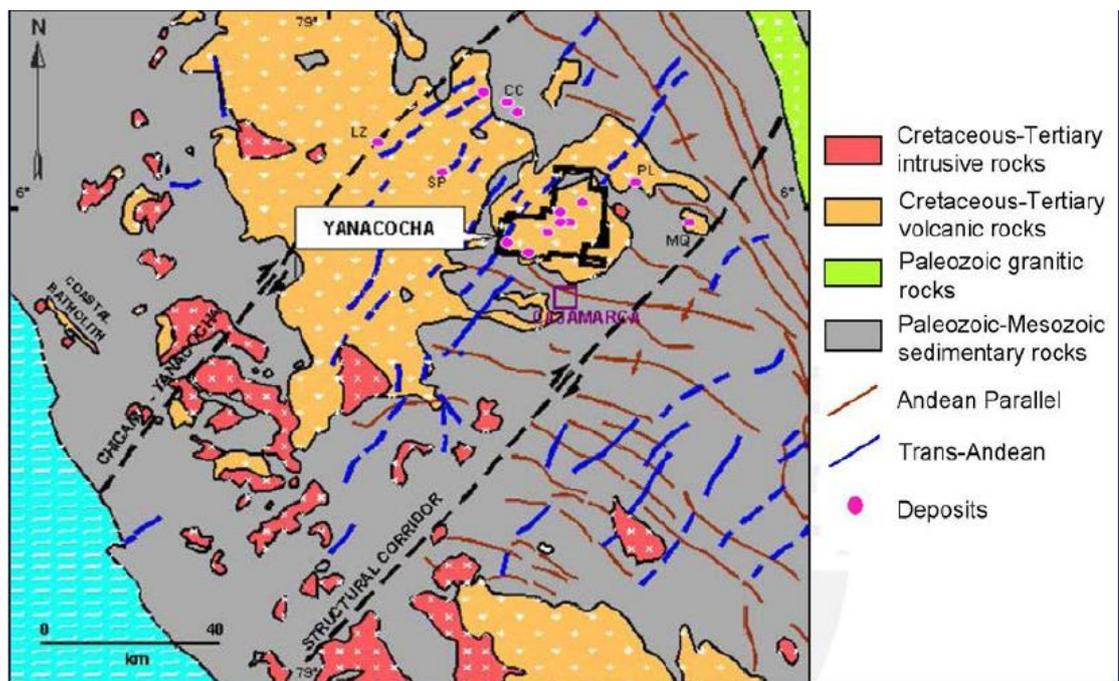
## CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN

### 1.1. Realidad problemática

La investigación se realizó en una empresa minera aurífera a tajo abierto en Cajamarca, donde el proceso productivo está relacionado con la lixiviación. Los camiones mineros de acarreo llevan el mineral extraído del tajo a la pila de lixiviación o PAD, que es la estructura donde se acumula el mineral del que se recupera el oro existente. La pila o PAD de lixiviación es una estructura a manera de pirámide escalonada donde se acumula el mineral extraído. A este material se le aplica a través de un sistema de goteo con un ratio de riego de  $10 \text{ l/h/m}^2$ , una solución cianurada de 50 miligramos por litro (ppm), la cual disuelve el oro.

Geológicamente el proyecto minero en estudio ha sido bien documentado como un gran sistema epitermal de Alta Sulfuración, desarrollado dentro de centros volcánicos de edad Mioceno, caracterizado por presentar domos andesíticos a dacíticos, flujos de lava, unidades piroclásticas, diatremas y diques desarrollados durante un corto espacio de tiempo y coincidiendo con eventos hidrotermales. Varios depósitos con alteración y mineralización de oro se desarrollaron en un ambiente activo y explosivo con múltiples y sobrepuestos eventos hidrotermales, volcánicos y magmáticos. El sistema es de tipo Alta Sulfuración con alteración y mineralogía de óxidos y sulfuros típica de estas ocurrencias. La alteración es zoneada con un núcleo de sílice gradando hacia afuera a alteraciones argílico avanzado, argílico y Propilítico. La mayor parte de la mineralización de oro en el inventario reportado se encuentra alojado en sílice. Importante mineralización de oro ocurre también en los depósitos glaciales/aluvial ubicados en los bajos topográficos. El oro tiende a rellenar las fracturas y oquedades en sílice vuggy, sílice masiva, y brechas de óxido de hierro. La oxidación es frecuente

hasta profundidades de 400 m. Además, el distrito del proyecto minero presenta una fuerte orientación N60°E que se intersecta con sistemas estructurales de rumbo andino NW que controlan la alineación de los depósitos. El distrito Minero se ubica en la intersección de fallas regionales andinas, con dirección NW-SE, y el corredor estructural Transandino Chicama -Yanacocha que tiene tendencia NE-SW, como se puede observar en la siguiente figura 1 (Ticona, 2014).



*Ilustración 1:* Mapa Geológico Regional de Yanacocha

Fuente: Modificado de Merino, 2005.

(Ticona, 2014) detalla los depósitos que forman parte del Distrito Yanacocha:

- (1) Al extremo oeste se tienen los depósitos Cerro Negro Oeste y Este, Cerro Quilish.
- (2) En la parte central los depósitos Corimayo, El tapado y Cerro Yanacocha,
- (3) Al extremo este los depósitos San José, Carachugo, Chaquicocha y Quecher; y
- (4) Al noreste los depósitos Maqui Maqui y Arnacocha.

La Empresa Minera desde el inicio de sus operaciones en 1993 a la fecha, ha producido más de 38 millones de onzas de oro, 240 millones de toneladas métricas con una ley cercana a un gramo en reservas (0.96 g/t), y logró su pico histórico el 2005 con 3.3 millones de onzas, ver figura 2. Al momento se tiene 4 tajos abiertos, activos en operación: Tapado Oeste, La Quinua Sur, Yanacocha LB y Quecher Main. Asimismo se tienen los Pad's La Quinua y Carachugo, la planta Gold Mill y 3 plantas de carbón en columnas; así como 2 depósitos de desmonte en operación activa y dos de arenas de molienda. Además, el programa de cierre de mina en los tajos Carachugo y Maqui-Maqui ha sido completado. (Cámara de Comercio Canadá – Perú, 2019).

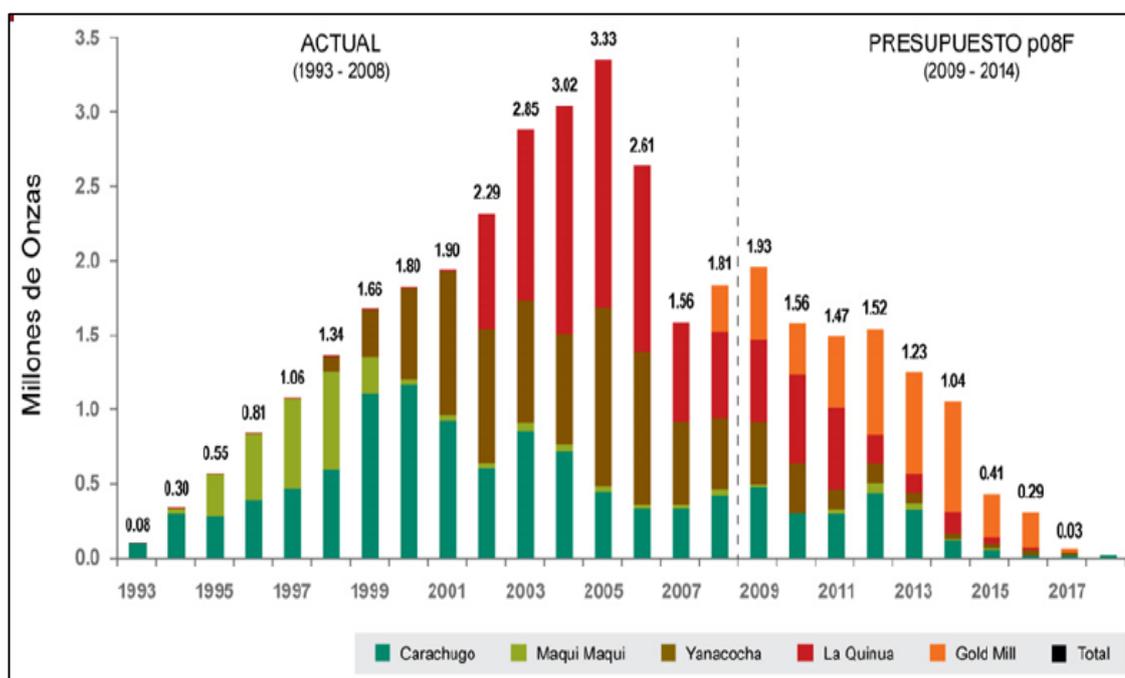


Ilustración 2: Producción de Oro de Minera Yanacocha 1993-2017.

Fuente: Minera Yanacocha SRL, 2014.

El tajo La Quinua por su diversidad geológica de tipo de mineral es única en su género, por lo que es importante la clasificación de los diferentes frentes de minado. El área de la Quinua incluye los tajos La Quinua y el Tapado, Tapado Oeste, La Quinua Sur;

los depósitos de desmonte La Quinoa, Relleno La Quinoa - El Tapado, el pad de lixiviación. En sus inicios en el año 2001 por la presencia de alto contenido de finos y arcillas fue necesario aglomerarlo con cemento. Con el tiempo fue cambiando las características del mineral, en el año 2004 se realizaron pruebas metalúrgicas, estas indicaron que era factible procesar mineral sin aglomerar, facilitando la descarga directo a la pila de lixiviación. Los lifts en el pad son de 16 metros de alto y el ratio S/O solución a mineral es de 0.6 La recuperación del oro con este proceso toma 60 días con un consumo de cianuro y cal aproximado de 0.1 kg/t y 1.4 kg/t respectivamente (Morales, 2011).

La implementación del fluffing ó batido del mineral a mayor profundidad y el control del tipo de mineral descargado a la pila contribuyeron a una mejor lixiviación y reducción de oro en la pila de lixiviación (Morales, 2011).



*Ilustración 3:* Fluffing ó batido del mineral con excavadoras Cat 330C y Komatsu PC 300.

Fuente: Morales, 2011.

En el año 2009 se observa nuevamente cambio de mineralización y características, hubo incremento de finos y mineral transicional, afectando la recuperación de oro en

la pila de lixiviación debido a los empozamientos por alto contenido de finos en el mineral y deficiencias en el batido y ripeo del mineral en un rango de 27% a 30% de finos. Los empozamientos impactaban seriamente en el ratio de riego de las celdas de lixiviación, llegando a reducir el ratio de riego en las celdas a menos de 5 L-h/m<sup>2</sup>, ver figura 4. Al haber baja percolación con un bajo ratio de riego, se tiene menos producción de solución pregnant que baja a la poza de operaciones, ocasionando que esta poza no llegue al nivel de capacidad diario estimado.



*Ilustración 4:* Empozamiento de la celda de lixiviación.

Fuente: Morales, 2011.

(Pastor, 2018) en su tesis de investigación sobre la “Influencia del blending de minerales con alteraciones de sílice en la percolación por lixiviación, Lucanas - Ayacucho 2017”, logra determinar a nivel laboratorio la proporción de blending y el % -200 mallas de minerales con alteraciones de sílice masiva, sílice granular mezcladas con sílice alunita; y su influencia en la percolación de la solución cianurada. Asimismo, determina la proporción de blending de minerales más óptimo que permita mejorar la percolación de solución cianurada. El estudio experimental se realizó utilizando minerales de una mina ubicada en la provincia de Lucanas, Ayacucho;

donde el dominio de las alteraciones de sílice la constituyen alteraciones de sílice alunita, y esta alteración se caracteriza porque el oro se encuentra libre en una matriz de sílice fina alunita de baja percolación. A esta alteración de sílice alunita SA se le realizó el blending en proporciones con la sílice granular compacta SC y sílice masiva SM. La presencia de las tres alteraciones que presenta el mineral extraído de la mina en Lucanas, ocasionan variaciones en la percolación que no garantiza la permanencia, constancia y sostenibilidad de la ley de Au, por lo que es necesario estandarizar el blending de minerales y así obtener un manejo más eficiente y tecnológico de la mezcla de minerales en el pad. El resultado del estudio concluyó que existe una influencia significativa del blending de minerales con alteraciones de sílice en la percolación por lixiviación. Asimismo, se concluye que el % de granulometría – 200 mallas del blending de minerales de las alteraciones, es inversamente proporcional a la percolación; es decir a menor % granulometría - 200 mallas del blending de minerales mayor será el ratio de percolación de la solución cianurada, realizando todas las proporciones de blending con la sílice alunita. También se concluye que la proporción de blending más óptima con la sílice alunita SA, consiste en los test 6 y 9, que tienen aceptable percolación. Es decir, si a la sílice alunita SA, se le mezcla con sílice granular compacta SGC, en 25% SA + 75% SGC, la percolación se incrementa a 1.87 m/día debido a que la cantidad de finos que aporta la mezcla es de 7.22% -200 mallas. Si a la sílice alunita SA, se le mezcla con sílice masiva SM, en 25% SA + 75% SM, la percolación se incrementa a 1.90 m/día debido a que la cantidad de finos que aporta la mezcla es de 4.32% -200 mallas.

(López, 2019) en su trabajo de investigación estudia la extracción de Oro y velocidad de percolación a partir de un mineral aurífero del Proyecto Ayahuanca, evaluando 3

variables: Blending del mineral con niveles de 0%, 50% y 75%, alteración del mineral con niveles de sílice deleznable, sílice granular y sílice masiva; y concentración de cianuro de sodio con niveles de 150 ppm, 250 ppm y 350 ppm, realizado en el Laboratorio Metalúrgico del Proyecto. En su análisis de varianza concluye que las variables de mayor significancia en la extracción de oro y velocidad de percolación fueron el blending del mineral y la alteración del mineral. Además, los mejores resultados de extracción de oro se obtuvieron bajo las siguientes condiciones: 75% sílice granular, 12.5% sílice deleznable y 12.5% sílice masiva, lixiviando con una concentración de cianuro de sodio de 250 ppm, alcanzando un 89.32 % de extracción de oro con una velocidad de percolación de 1.85 m/día. Asimismo, sostiene que al realizar el blending con una planificación y operación adecuada es viable y favorable para mantener y poder cumplir una producción sostenida de ingreso de finos de oro a Pad y recuperación en Planta.

Las pruebas de lixiviación en columna son usados para determinar los parámetros de trabajo y factibilidad técnica y económica de las diferentes pruebas orientadas a la optimización y al mejoramiento del proceso de lixiviación y por consiguiente de la producción, que serán confirmados en la lixiviación a nivel piloto y finalmente ponerlas en práctica a escala industrial, para las cuales las pruebas de lixiviación rápida (pruebas de lixiviación en botella) servirán de base para las mismas, proporcionando parámetros referenciales tales como el ratio de cal a utilizar, consumo de cianuro, asimismo nos proporcionan los datos de extracción probables que posteriormente serán verificados en las pruebas en columna y a escala piloto (Aquino,2011).

La permeabilidad se define como la capacidad de un suelo para permitir que lo atraviese el agua. Esta capacidad se mide a través del coeficiente de permeabilidad ( $k$ ). El valor de “ $k$ ” se usa como una medida de la resistencia al flujo ofrecida por el suelo, y son varios los factores que intervienen, como los siguientes:

- a) La densidad del suelo.
- b) La distribución de tamaños de partículas del suelo.
- c) La viscosidad del agua en el suelo, que varía con la temperatura.
- d) El grado de saturación y presencia de burbujas de aire atrapadas en el suelo.

Para determinar la permeabilidad de un suelo, se toma en cuenta la llamada “Ley de Darcy”, la cual relaciona de manera directa la velocidad del flujo con la permeabilidad de la capa de suelo. Basándose en sus trabajos sobre la mecánica de fluidos, el ingeniero francés Henry Darcy descubrió que existe una relación entre la cantidad de agua que fluye a través de una superficie, el área de esta superficie y el gradiente hidráulico, La permeabilidad se mide a través de un coeficiente de permeabilidad  $k$  (cm/seg), algunos ejemplos para los rangos del coeficiente de permeabilidad “ $k$ ” (en cm/s) para distintos tipos de suelo no consolidados se muestra la Figura 5.

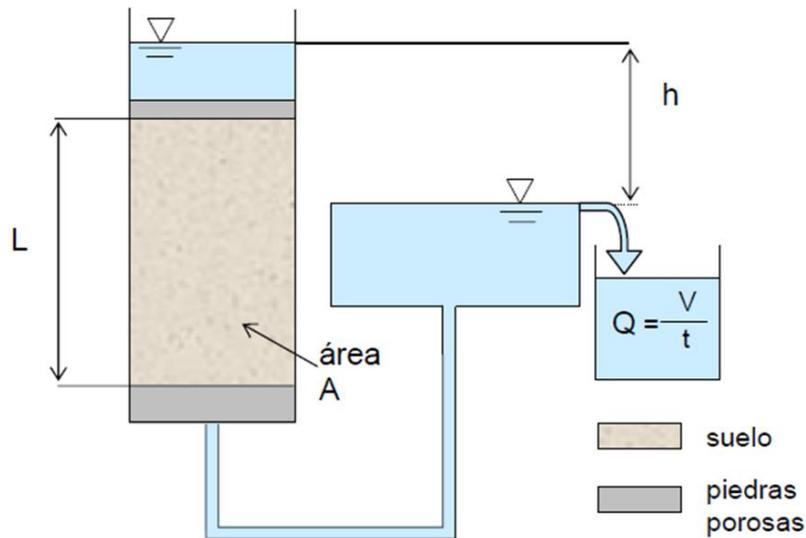
	100	10	1	10 <sup>-1</sup>	10 <sup>-2</sup>	10 <sup>-3</sup>	10 <sup>-4</sup>	10 <sup>-5</sup>	10 <sup>-6</sup>	10 <sup>-7</sup>	10 <sup>-8</sup>	10 <sup>-9</sup>
Drenaje	Bueno						Pobre			Prácticamente impermeable		
Tipo de suelo	Grava limpia	Arenas limpias y mezclas limpias de arena y grava			Arenas muy finas, limos orgánicos e inorgánicos, mezclas de arena, limo y arcilla, morenas glaciares, depósitos de arcilla estratificada				Suelos “impermeables”, es decir, arcillas homogéneas situadas por debajo de la zona de descomposición			
					Suelos “impermeables”, modificados por la vegetación o la descomposición. <sup>d</sup>							
Determinación directa de k	Ensayo directo del suelo “in situ” por ensayos de bombeo. Se requiere mucha experiencia, pero bien realizados son bastante exactos.											
	Permeámetro de carga hidráulica constante. No se requiere mayor experiencia.											

Ilustración 5: Valores típicos del coeficiente de permeabilidad (k) en cm/seg.

Fuente: Terzaghi, 1973

En la figura 5 se expresa valores de “k” y formas de determinarlos, relacionándolo con las condiciones de drenaje y el tipo de suelo. Es decir, para determinar la permeabilidad para suelos relativamente permeables con contenidos de arenas, mezclas de arena y grava, con arenas muy finas y limos; se emplea el permeámetro de carga hidráulica constante. (Terzaghi, 1973)

Un equipo especial es el equipo de Permeabilidad de Pared Rígida, ver figura 6. Este permeámetro se utiliza para suelos relativamente permeables, tales como gravas, arenas y mezclas de arena y grava. Los coeficientes de permeabilidad para esta clase de suelos varían de 10<sup>2</sup> a 10<sup>-3</sup> cm/seg (ver figura 5). El procedimiento consiste en someter la muestra de suelo (previamente compactada), a un flujo de agua bajo una carga constante. Es necesario conocer el área de la sección transversal de la muestra, su longitud, la carga a la que está sometida la muestra (por lo general es 1kg/cm<sup>2</sup>) y la temperatura del agua.



*Ilustración 6:* Esquema de un permeámetro de carga constante.

Fuente: Angelone, 2006

Donde:

L: Longitud de la muestra

h: Carga hidráulica constante

A: Sección transversal de la muestra

Para el cálculo de “k” se determina primero el caudal circulante “Q” una vez que el sistema se encuentra en régimen (la cantidad de agua que ingresa es igual a la que sale), midiendo el tiempo “t” en el cual se llena un recipiente de volumen conocido “V”. Una vez obtenido el caudal y en función de las características del permeámetro, aplicando la Ley de Darcy se obtiene:

$$Q = \frac{V}{t} = k \cdot i \cdot A$$

*Ecuación 1:* Producción de la excavadora

$$i = \frac{h}{L}$$

*Ecuación 2: Número de excavadoras*

$$A = \frac{\pi D^2}{4}$$

*Ecuación 3: Producción diaria programada*

Reemplazando las ecuaciones 2 y 3 en 1 y reordenando, obtenemos el valor el coeficiente de permeabilidad “k” en cm/seg:

$$k = \frac{Q \cdot L}{t \cdot h \cdot A}$$

*Ecuación 4: Material In situ transportado*

Donde:

Q: Gasto, es decir cantidad de agua descargada. (cm<sup>3</sup>)

L: Longitud de la muestra (cm)

t: Tiempo de ensayo (seg)

h: Diferencia de presión (altura) sobre el manómetro (cm)

A: Sección transversal de la muestra (cm<sup>2</sup>)

(Guadalupe, 2002) menciona que la permeabilidad se ve afectada por diversos factores inherentes tanto al suelo como a características del fluido circulante. Los principales son:

- La relación de vacíos del suelo. El espacio de los vacíos es proporcional al tamaño de la partícula. En otras palabras, a mayor tamaño mayor cantidad de vacíos.

- La estructura y estratificación del suelo. En un suelo se pueden encontrar diferentes permeabilidades en estado inalterado y remoldeado, aun cuando la relación de vacíos sea la misma en ambos casos; esto puede ser debido a los cambios en la estructura y estratificación del suelo inalterado o una combinación de los factores. La permeabilización sufre variaciones debido a que en el remoldeo quedan libres algunas partículas del suelo y al fluir el agua, esta las mueve y las reacomoda, tapando los canales o arrastrándolas a la superficie o al exterior de la muestra causando turbidez en el agua.
- Tamaño de las partículas. La permeabilidad de un suelo será más baja cuando más pequeñas sean sus partículas y por ende menor serán los vacíos que forman los canales de flujo. La permeabilidad en algunos suelos es provocada por arrastre de sus finos, causando filtración.
- Grado de saturación. Es la relación entre el volumen de agua y el volumen de vacíos de una muestra de suelo; cuan mayor sea el grado de saturación mayor será la permeabilidad, debido a la reducción en los canales disponibles al flujo del agua.
- Densidad del suelo. La densidad relativa es una propiedad índice de los suelos y se emplea normalmente en gravas y arenas, es decir, en suelos que contienen casi exclusivamente partículas mayores a 0.074 mm (malla #200). La densidad relativa es una manera de indicar el grado de compacidad (compactación) de un suelo y se puede emplear tanto para suelos en estado natural como para rellenos compactados artificialmente.
- Peso específico. En un suelo real es normal que los minerales de fracciones muy finas y coloidales tengan su peso específico mayor que los minerales de la fracción más gruesa. A mayor peso específico será menor la permeabilidad.

En física, química y ciencia de los materiales, la percolación se refiere al paso lento de fluidos a través de materiales porosos. La percolación es un fenómeno de la vida cotidiana: el agua en forma de vapor “percola” a través del café molido de la cafetera, se impregna del mismo y nos despierta por la mañana. Si la concentración de café en el filtro fuese extremadamente compacta, el agua no podría percolar pues no encontraría espacios libres entre los poros para hacerlo. En este caso la presión creciente acabaría rompiendo la resistencia del tapón de café por su punto más débil y el agua escaparía por el camino de ruptura así creado, sin impregnarse bien del café. Por este motivo se recomienda no aplastar demasiado el polvo de café con la cucharilla para preparar un buen expresso (Stauffer D. y Aharony A. ,1994).

Otros ejemplos de este proceso son la filtración y la lixiviación. Así se originan las corrientes subterráneas. Por ejemplo, el movimiento de un solvente a través de papel filtro (cromatografía), el movimiento de petróleo a través de una roca fracturada y el traspaso del agua superficial que se infiltra a las aguas subterráneas. Existen varios factores que determinan cómo se mueve el agua a través del suelo- el medio filtrante, entre ellos la porosidad del suelo y cuán saturada con agua está previamente la tierra. El agua se mueve por acción de la gravedad a través de los estratos del suelo y los sedimentos, y normalmente fluye hacia el subsuelo hasta que alcanza una roca impermeable que la detiene, quedando almacenada bajo tierra en lo que se denomina un acuífero (Stauffer D. y Aharony A. ,1994).

La percolación puede también ser utilizada para predecir los factores de transporte del agua tales como la tasa de lixiviación y el flujo de materiales en el agua. Esto se utiliza

con frecuencia en agricultura para determinar el movimiento de los fertilizantes o el contenido de sales del suelo. La lixiviación también se refiere al movimiento del agua, a través de sustancias tales como los productos químicos alterados durante una explotación minera o de los ripios presentes, en los rellenos sanitarios, que podrían afectar a los suministros de aguas subterráneas (Stauffer D. y Aharony A. ,1994).

La lixiviación por percolación, es el proceso en el cual la solución lixiviante y las aguas de lavado, pueden circular por efecto de la gravedad a través de las partículas de mineral, en el interior de un tanque o en el suelo y disolver el metal de interés. Generalmente, las partículas del mineral apto para este proceso deben tener un tamaño entre 6 y 9 mm (0.24” y 0.35”).

## **1.2. Formulación del problema**

¿Cuál es la influencia del porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral de La Quinoa Sur y Cerro Negro Oeste, en la permeabilidad y extracción de oro durante la lixiviación en pads?

## **1.3. Objetivos**

### **1.3.1. Objetivo general**

Determinar la influencia del porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral, en la permeabilidad y extracción de oro durante la lixiviación en pads.

### **1.3.2. Objetivos específicos**

- Evaluar la permeabilidad del blending de minerales de La quinoa Sur y Cerro Negro Oeste, a diferentes mezclas de % de finos -200 mallas con alturas establecidas que simulen las condiciones del pad.

- Determinar cómo influye el porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral en la extracción de oro en pruebas de lixiviación en columnas.
- Determinar cómo influye el porcentaje de finos -200 mallas por tamaño de partícula del blending de mineral, sobre la extracción de oro en pruebas de lixiviación en columnas.
- Proponer una alternativa para descargar minerales de La quinua Sur y Cerro Negro Oeste, con los resultados de las pruebas de permeabilidad y lixiviación en columnas.

## 1.4. Hipótesis

### 1.4.1. Hipótesis general

La influencia del porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral, es significativo en la permeabilidad y extracción de oro durante la lixiviación en pads.

### 1.4.2. Hipótesis específicas

- Al realizarse combinaciones de % de finos -200 mallas mayores al 25 % se correría el riesgo de que el blending de minerales de La quinua Sur y Cerro Negro Oeste, tenga permeabilidad por debajo del límite permisible ( $1.0 \times 10^{-3}$  cm/s), y por ende el material no percole en la columna de lixiviación.

- Al realizarse combinaciones de % de finos -200 mallas mayores al 25 % se correría el riesgo de no poder extraerse la totalidad de oro recuperable puesto en la columna de lixiviación.
- Las bajas extracciones de oro obedecen a la menor extracción en la fracción - 8 mallas, es decir las partículas finas influyen en la baja lixiviación, con una extracción promedio de 70% aproximadamente.
- Si se desea descargar minerales con 20% en promedio en contenido de finos -200 mallas, estos serían recomendables comenzar a depositarlos en el pad pero en las tres últimos lift (lift de 8 metros), realizar batido y luego regar en el último lift solo a 7 l/h/m<sup>2</sup>. El blending de minerales con 15% de finos en la base del pad hasta el cuarto lift y con 25% de finos podrían usarse en el último lift pero aplicando flujos de regado de 4 l/h/m<sup>2</sup>, previo batido.

## CAPÍTULO II. METODOLOGÍA

### 2.1. Tipo de investigación

El proyecto que se presenta corresponde a una investigación de tipo Aplicada, Experimental con diseño Cuasi Experimental.

Para Murillo (2008), la investigación es Aplicada, porque busca la utilización de los conocimientos que se adquieren y de forma práctica, asimismo para hacer, para actuar, para construir, para modificar. Por lo tanto con este tipo de investigación nos permitirá obtener información importante para mejorar el proceso productivo de la empresa.

Según Hernández R. (1998), en una investigación experimental el investigador no solo identifica las características que se estudian sino que las controla, las altera o manipula con el fin de observar los resultados al tiempo que procura evitar que otros factores intervengan en la observación. (Segura, 2003) menciona que en los diseños cuasi experimentales tipo post-intervención, es una forma de evaluar una intervención y consiste en realizar observaciones posteriores a la utilización de una medida de intervención. Tiene la limitación de no tener información previa sobre el conocimiento del tema por parte de los participantes.

### 2.2. Población y muestra

#### **Población**

La reserva mineral de los tajos la Quinoa Sur y Cerro Negro Oeste de la Empresa Minera en estudio.

#### **Muestra**

Para determinar el tamaño de muestra, se realizó en base al requerimiento de mineral para los análisis de cabeza, las 4 pruebas de permeabilidad y 4 pruebas lixiviación en columna.

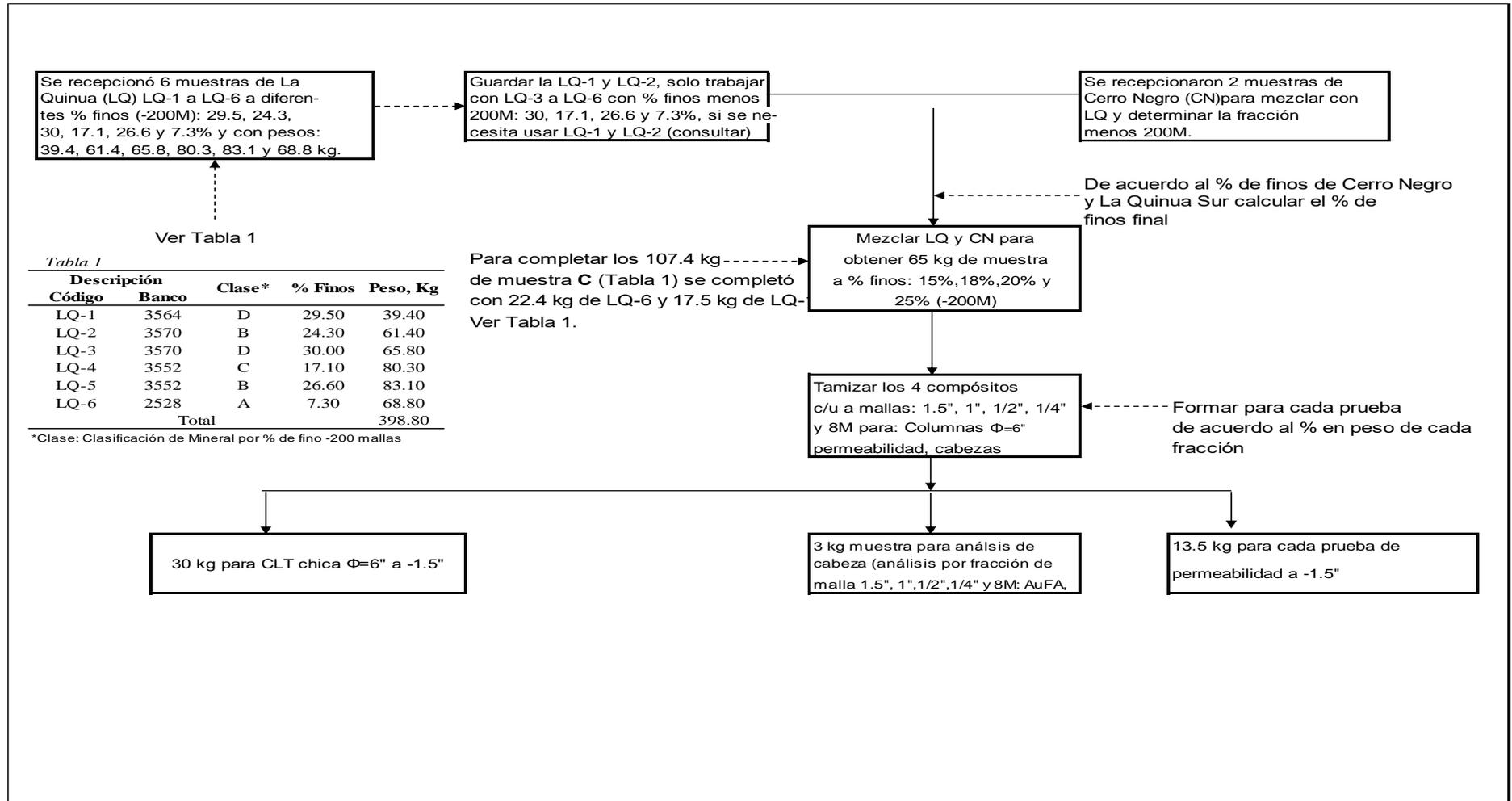


Ilustración 7: Flow sheet para pruebas de Lixiviación en columnas y permeabilidad de mezclas de los tajos La quinua Sur y Cerro Negro Oeste.



*Ilustración 8:* Muestreo de mineral de La Quinua en el Pad La Quinua.



*Ilustración 9:* Pesado de mineral de La Quinua en el Pad La Quinua.

## 2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos

### 2.3.1. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Las técnicas utilizadas fueron la observación directa, el análisis documental y la experimentación.

#### a) Observación directa

En campo se pudo determinar que en el pad La Quinoa, el riego por goteo con solución cianurada al mineral produce empozamientos en las celdas de lixiviación. También se pudo observar que el mineral de La Quinoa Sur es arcilloso producto de su formación geológica.

#### b) Análisis documental

Se revisó antecedentes previos de trabajos de investigación relacionados a los problemas de mineral con exceso de finos -200 mallas en la lixiviación en pads. También se revisó investigaciones en tesis referente a blending de mineral, permeabilidad y pruebas de lixiviación en columna para la extracción de oro.

#### c) Experimentación:

Se obtuvo datos de la siguiente manera:

- Con los resultados del % de finos -200 mallas y porcentaje en peso del compósito formado la mezcla de los minerales de La Quinoa Sur y Cerro Negro Oeste.
- A través de los análisis químicos de mineral en el Laboratorio Químico de la Empresa, para analizar Au, Ag, Cu en el mineral de cabeza y ripios.
- A través de los resultados de las pruebas de permeabilidad ejecutadas en el equipo de carga constante, pared rígida que establece la Norma

ASTM D 2434, 2006 (Método de prueba de Estándar para la permeabilidad de suelos granulares)

- A través del monitoreo de la lixiviación en columnas del Laboratorio Metalúrgico: medición de volúmenes de solución de riego, solución rica, muestras de solución para análisis de Au, Ag, Cu, pH, cianuro libre, otros.

### 2.3.2. Técnicas e instrumentos de Análisis de datos

Para el procesamiento, análisis e interpretación de los resultados, los datos recolectados fueron ingresados en hojas de cálculo del programa Excel 2010, que nos permitió ordenar, agrupar y clasificar los datos obtenidos de la muestra objeto de estudio, con el fin de facilitar su análisis.

#### Prueba de Hipótesis

#### **Objetivo específico 1: Influencia del porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral en la permeabilidad durante la lixiviación en pilas**

La Hipótesis a probar es:

$H_0$ : El porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral NO influye positivamente y significativamente en la permeabilidad durante la lixiviación en pilas.

$H_1$ : El porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral influye positivamente y significativamente en la permeabilidad durante la lixiviación en pilas.

**Objetivo específico 2: Influencia del porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral en la extracción de oro durante la lixiviación en pilas**

La Hipótesis a probar es:

$H_0$ : El porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral NO influye positivamente y significativamente en la extracción de oro durante la lixiviación en pilas.

$H_1$ : El porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral influye positivamente y significativamente en la extracción de oro durante la lixiviación en pilas.

Con  $\alpha = 0.05$

**Criterio de Decisión:**

Cuando  $p\text{-valué} < \alpha = 0.05$ , Se Rechaza la  $H_0$ .

Utilizando el complemento del Excel el ANALISIS DE DATOS, se determina el valor de del “p” experimental.

## **2.4. Procedimiento**

Se trabajó en gabinete y en campo.

### **2.4.1. Gabinete**

Se procedió a la revisión de antecedentes, estudios previos, realizados respecto al tema, en los diferentes ámbitos, tanto local, nacional como internacional,

para lo cual se recurrió a los buscadores y repositorios virtuales de varias universidades.

#### 2.4.2. Campo

Se realizaron las siguientes actividades:

➤ **Recepción, Homogenizado y Cuarteo del Mineral**

Seis (06) muestras del Tajo La Quinoa Sur (ver tabla 1), fueron recibidas con diferentes porcentajes de finos (menos 200-mallas); también se recibieron cinco (05) muestras de Cerro Negro Oeste, ver tabla 1 y 2.

Tabla 1:

*Descripción de Muestras recepcionadas del Tajo La Quinoa Sur.*

Descripción		Clase*	% Finos	Peso, Kg
Código	Banco			
LQ-1	3564	D	29.50	39.40
LQ-2	3570	B	24.30	61.40
LQ-3	3570	D	30.00	65.80
LQ-4	3552	C	17.10	80.30
LQ-5	3552	B	26.60	83.10
LQ-6	2528	A	7.30	68.80
Total				398.80

(\*): Clasificación del mineral por % de fino -200 mallas

*Fuente:* Datos tomados en campo

Tabla 2:

*Descripción de Muestras recepcionadas del Tajo Cerro Negro.*

Código	Finos, %	Peso, Kg
CN-1	16.7	47.3
CN-2	4.3	56.0

*Fuente:* Datos tomados en campo

Se guardó las muestras LQ-1 y LQ-2 para solo trabajar con LQ-3 a LQ-6 que tienen menos % de finos -200 M: 30%, 17.10%, 26.60% y 7.30%. Luego se calculó el % de fino final de acuerdo al % de finos de La Quinua Sur y de Cerro Negro Oeste. Las muestras del Tajo La Quinua Sur y Cerro Negro fueron mezcladas apropiadamente para formar muestras compósitos según zonas denominadas como “A”, “B”, “C” y “D” con porcentaje de finos finales de 15.6%, 19.3%, 21% y 25.4% correspondientes a menos 200mallas.

Tabla 3:

*Compósitos para pruebas de acuerdo al % de finos de La Quinua Sur y de Cerro Negro Oeste.*

Código de prueba		Referencia Columna 1	Referencia Columna 2	Referencia Columna 3	Referencia Columna 4
Procedencia	Clasificación/Finos	Zona - "A"	Zona - "B"	Zona - "C"	Zona - "D"
La Quinua Sur	A (7.3%)	2.9	3.5	3.9	0.5
	C (17.1%)	21.9	26.3	29.2	30
	B (26.6%)	9.0	10.8	12.0	13.5
	D (30%)	9.4	11.2	12.5	21.0
Cerro Negro Oeste	CN	21.8	13.2	7.4	0.0
	% La Quinua Sur	66.5	79.7	88.6	100.0
	% Cerro Negro	33.5	20.3	11.4	0.0
	% Finos (-200M)	15.6	19.3	21.0	25.4

*Fuente:* Datos tomados en campo

### ➤ Procedimiento pruebas de permeabilidad

Las pruebas de permeabilidad fueron desarrolladas en un equipo ENERPAC de 30 Toneladas de carga bajo el procedimiento de Knight

Piésold y usando condiciones de mezcla perfectas que no se dan el pad de lixiviación. Las alturas planificadas a simular fueron de 0, 10, 16, 32, 48, 64, 80 y 160 metros.

El ensayo fué ejecutado según la norma ASTM D 2434, 2006 (Método de prueba de Estándar para la permeabilidad de suelos granulares), la cual describe los procesos para determinar el coeficiente de permeabilidad bajo carga constante y flujo laminar a través de suelos granulares, ver tabla 4.

Tabla 4:

*Pruebas de permeabilidad en laboratorio comúnmente realizadas en suelos.*

Test	Test name	Norma ASTM
	Test Method for permeability of granular Soils (Constant Head)	D 2434
Permeability	Test Method for Measurement of Hydraulic Conductivity of saturated Porous Materials Using a Flexible Wall Permeameter	D 5084

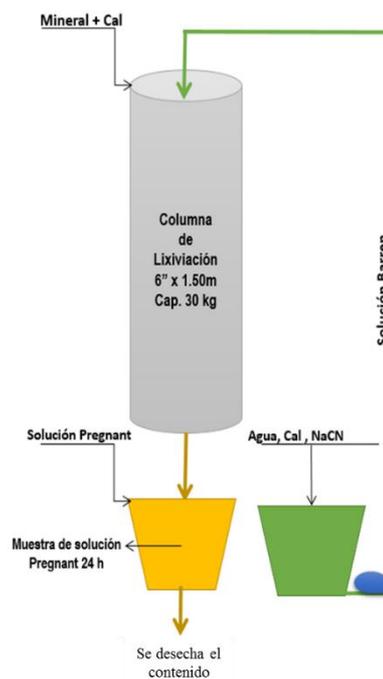
Fuente: Samtani and Nowatzki, 2006

Para realizar la prueba se utilizan los siguientes materiales: Cronómetro, agua, Permeámetro de carga constante, embudo y probeta. El procedimiento de ensayo se localiza en el Anexo 3.

#### ➤ **Pruebas de lixiviación en columnas**

Las columnas de percolación se cargaron con el mineral y se adicionó una determinada cantidad de cal (calculada en la prueba de alcalinidad) para elevar a un pH óptimo de 10.5. Como parámetro de riego se utilizó 10 l/h.m<sup>2</sup> (4 ml/min para columna de 6”). La solución lixivante percoló a través del mineral y fue colectada diariamente en un recipiente; estas

muestras líquidas fueron medidas y analizadas por su contenido de metales preciosos (Au y Ag). La solución rica, fue descartada preparándose nueva solución barren de riego (circuito abierto). La prueba continuó hasta que no se registró presencia de metales preciosos en la solución o hasta que la curva de extracción vs tiempo, muestre una tendencia asintótica. Cuando la extracción fue completada, el mineral fue lavado con agua industrial por tres días o hasta que el contenido del oro en la solución no fue mayor a 0.01 g/l y luego el ripio fue retirado de la columna y secado, posteriormente el ripio fue ensayado directamente para determinar el contenido tanto de oro como de plata.



*Ilustración 10:* Esquema de lixiviación en columna, circuito abierto.

El procedimiento de ensayo se ubica en el anexo 3.

### **2.4.3. Gabinete**

Finalmente, luego de recolectar toda información necesaria de las pruebas de laboratorio, se procedió a procesar y tabular de forma digital los datos, realizándose gráficos estadísticos para la presentación de resultados.

## CAPÍTULO III. RESULTADOS

Las leyes promedio de los compósitos para pruebas en columnas fueron de 0.60 g Au/t, 1.22 g Ag/t y 309 g Cu/t aproximadamente; estas leyes fueron calculadas a partir de un análisis químico por fracciones en los compósitos a mallas: -1.5”, -1”, -1/2”, -1/4” y -8 mallas y considerando su porcentaje de distribución en peso en cada malla como se observa en la Tabla 8E.

### 3.1. Resultados de pruebas de permeabilidad

Las pruebas de permeabilidad fueron desarrolladas en un equipo ENERPAC de 30 toneladas bajo el procedimiento de Knight Piésold de carga constante, pared rígida. Se usó cerca de 12 kg de mineral a -1.5” de tamaño de partícula. Los resultados indican buena percolación con el compósito Zona “A” hasta 160 metros de altura simulada con 7.2 l/h/m<sup>2</sup>, el compósito “B” tuvo buena percolación hasta los 32 metros con un valor de 7 l/h/m<sup>2</sup>, el compósito Zona “C” y “D” a 10 metros presentaron una percolación de 3.1 y 3.3 l/h/m<sup>2</sup> respectivamente. Por encima de estas alturas descritas los compósitos tuvieron pobre características de percolación. Es decir el % de finos y la altura simulada está en una relación inversa a la permeabilidad, a más porcentaje de finos y más altura simulada menor permeabilidad (baja percolación); esta tendencia de valores de percolación no se reflejaron en las pruebas en columnas quizá por la forma como los compósitos de mineral fueron cargados en éstas. Ver tabla 5 y figura 9.

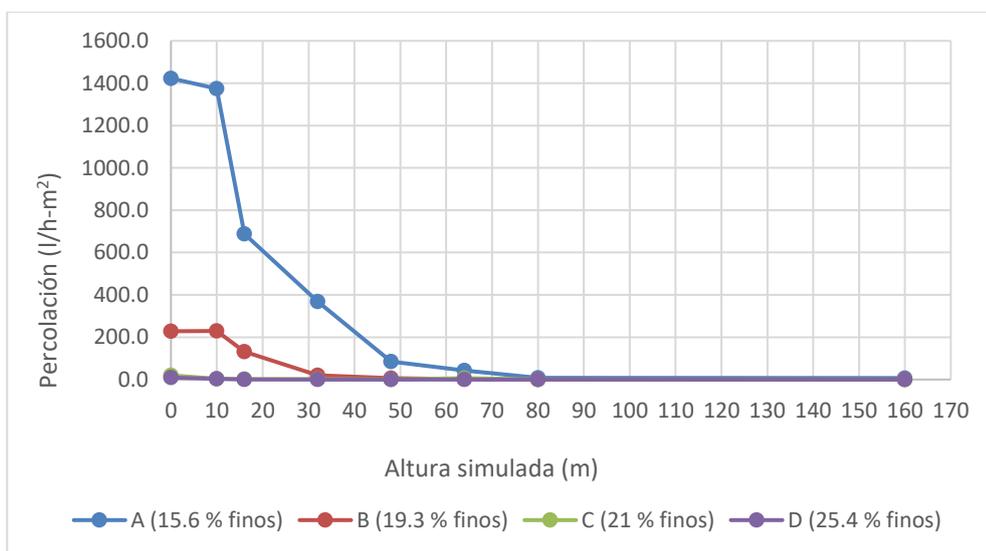
Tabla 5:

*Resultados de permeabilidad y percolación.*

Código muestra La Quinua	Altura Simulada								Altura Simulada							
	0m	10m	16m	32m	48m	64m	80m	160m	0m	10m	16m	32m	48m	64m	80m	160m
	Permeabilidad, cm/s								Percolación, l/h/m <sup>2</sup>							
A (15.6 % finos -200M)	3.95E-02	3.82E-02	1.91E-02	1.02E-02	2.35E-03	1.17E-03	2.32E-04	2.01E-04	1422.8	1375.0	688.3	368.3	84.6	42.3	8.4	7.2
B (19.3 % finos -200M)	6.33E-03	6.38E-03	3.67E-03	5.80E-04	1.95E-04	7.17E-05			228.0	229.5	132.1	20.9	7.0	2.6	0.0	0.0
C (21 % finos -200M)	5.61E-04	8.51E-05	6.28E-05	4.42E-05	3.20E-05				20.2	3.1	2.3	1.6	1.2	0.0	0.0	0.0
D (25.4 % finos -200M)	2.58E-04	9.24E-05	3.53E-05						9.3	3.3	1.3	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0

Factor de Seguridad del Equipo: 1.0E-03 ~ 36 l/h/m<sup>2</sup>

Fuente: Pruebas de laboratorio en equipo Enerpac de 30 TM.



*Ilustración 11:* Variación de la percolación en función de la altura simulada y % de finos.

## Prueba de Hipótesis

### 1. Influencia del porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral en la permeabilidad durante la lixiviación en pads.

La Hipótesis a probar es:

$H_0$ : El porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral NO influye positivamente y significativamente en la permeabilidad durante la lixiviación en pads.

$H_1$ : El porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral influye positivamente y significativamente en la permeabilidad durante la lixiviación en pads.

Con  $\alpha = 0.05$

#### **Criterio de Decisión:**

Cuando p -value <  $\alpha = 0.05$ , Se Rechaza la  $H_0$ .

<i>Estadísticas de la regresión</i>	
Coefficiente de correlación múltiple	0.489120994
Coefficiente de determinación R <sup>2</sup>	0.239239347
R <sup>2</sup> ajustado	0.213880659
Error típico	317.6204925
Observaciones	32

#### ANÁLISIS DE VARIANZA

	<i>Grados de libertad</i>	<i>F</i>	<i>Valor crítico de F</i>
Regresión	1	9.43421612	0.004498812
Residuos	30		
Total	31		

	<i>Coefficientes</i>	<i>Probabilidad</i>	<i>Inferior 95%</i>
Intercepción	1141.160588	0.00160284	469.357257
% finos	-48.98130199	0.00449881	-81.5493024

Al revisar el valor de p-Value = 0.004498812 se verifica que es menor a  $\alpha = 0.05$ , lo que nos indica que se debe Aceptar la  $H_1$ : El porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral influye positivamente y significativamente en la permeabilidad durante la lixiviación en pads.

Al analizar el Coeficiente de Correlación de Pearson, se obtiene un valor de 0.489, lo cual nos indica que EXISTE UNA MODERADA RELACIÓN

LINEAL entre el porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral y la permeabilidad.

### 3.2. Resultados de pruebas de lixiviación en columnas

Fueron corridas cuatro (04) pruebas de lixiviación en columnas a 50 ppm cianuro libre y a menos 1.5 pulgada de tamaño de partícula con 30 kg de mineral aproximadamente. Según la Tabla 6, los días de lixiviación promedio para las pruebas en columna fueron de 16 días, el ratio de solución a mineral S/O varió entre 0.15 a 2.5, mientras que el ratio de riego fue entre 1.32 a 9.11 l/h/m<sup>2</sup> aproximadamente. El valor promedio de compactación fue de 4.70%, siendo menor para la zona D con 1,80% y mayor en la zona A con 6.80% de compactación. El consumo promedio de cianuro de sodio y cal promedio fue de 0.10 kg/t y de 4.93 kg/t respectivamente.

Tabla 6:

*Ratio de riego, Ratio S/O, compactación y Consumo de reactivos.*

Composito	% finos	Tiempo (días)	Ratio de riego (l/h.m <sup>2</sup> )	Ratio S/O	pH promedio	Densidad bulk (kg/m <sup>3</sup> )		Compactación (%)	Consumo reactivos (kg/t)	
						Inicial	Final		NaCN	Cal
Zona A	15.60	16	8.78	2.05	10.33	1.97	2.11	6.80	0.13	4.12
Zona B	19.30	16	4.28	1.00	9.53	2.01	2.14	5.80	0.09	5.43
Zona C	21.00	16	1.32	0.15	9.77	1.99	2.08	4.40	0.02	5.21
Zona D	25.40	16	9.11	1.99	9.81	1.88	1.91	1.80	0.16	4.97
	Promedio		5.87	1.30	9.86	1.96	2.06	4.70	0.10	4.93

Fuente: Pruebas de laboratorio

La Tabla 6 muestra las extracciones de oro de los compósitos Zona “A” y “D” con 82.3 y 92.4% respectivamente, estas columnas no tuvieron problemas de empozamiento “ponding” como las que mostraron las dos (02) columnas con mineral clasificadas como compósitos Zona “B” y “C”, con bajas extracciones de oro en 77.2% y 71.5% respectivamente.

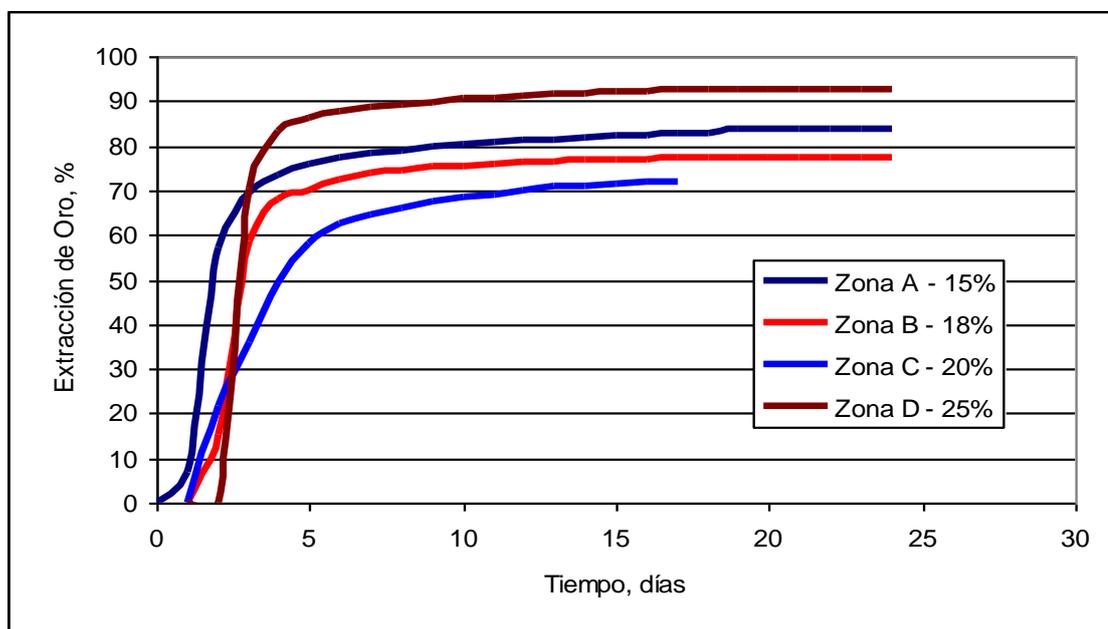
Tabla 7:

*Extracción de Metales en las Pruebas de Lixiviación en Columnas.*

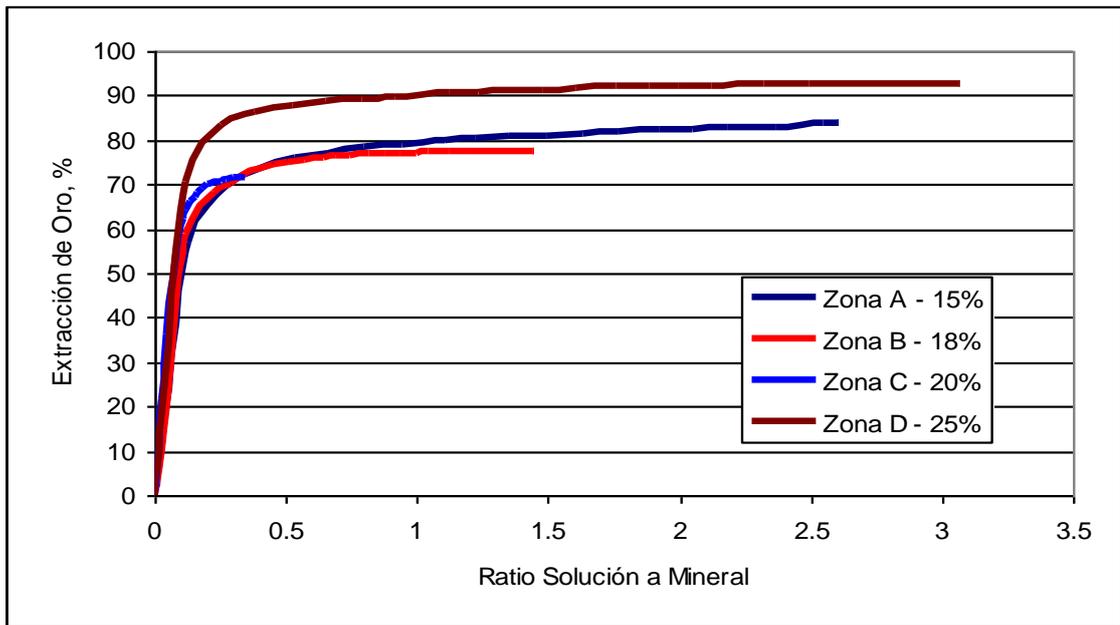
Composito	Balance de Oro			Balance de Plata			Balance de Cobre		
	Cabeza	Extracción		Cabeza	Extracción		Cabeza	Extracción	
	calculada (g/t)	g/t	%	calculada (g/t)	g/t	%	calculada (g/t)	g/t	%
Zona A	0.547	0.450	82.33	0.799	0.211	26.46	266.06	8.10	3.04
Zona B	0.515	0.397	77.19	1.083	0.222	20.50	316.93	5.86	1.85
Zona C	0.421	0.301	71.52	1.196	0.267	22.36	304.16	1.93	0.63
Zona D	0.802	0.741	92.37	1.336	0.228	17.05	250.13	6.44	2.57
Promedio	0.571	0.472	80.85	1.103	0.232	21.59	284.32	5.58	2.03

Fuente: Pruebas de laboratorio

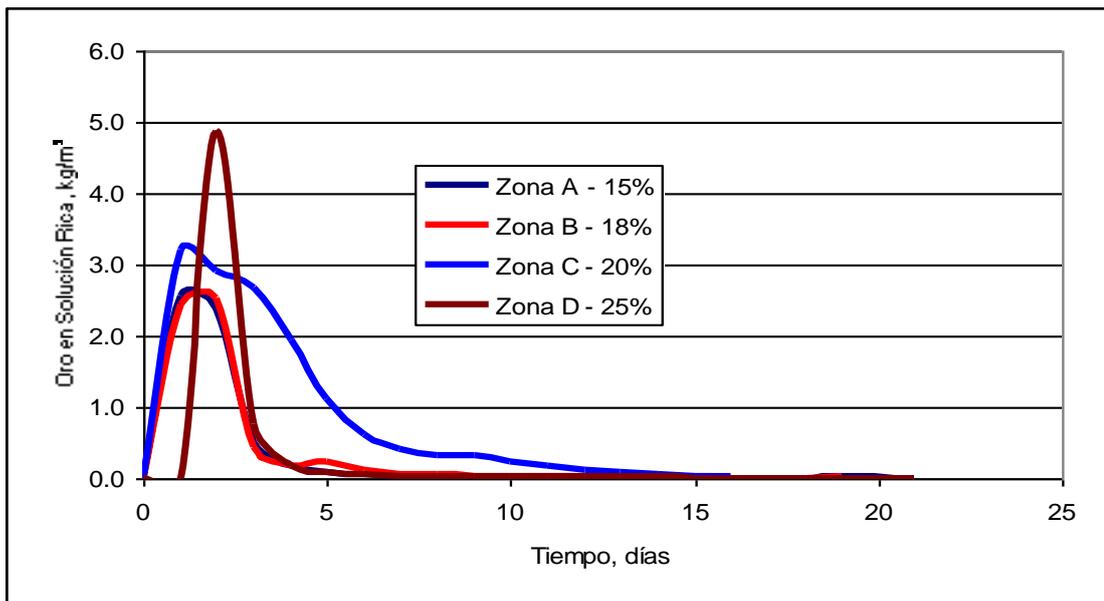
En las ilustraciones 12, 13 y 14 se muestra el comportamiento de las extracciones de oro en función del tiempo de lixiviación y ratio de solución de mineral, así como la ley de oro en la solución rica durante el tiempo de lixiviación.



*Ilustración 12: Extracción de Oro en Función del Tiempo de Lixiviación.*



*Ilustración 13:* Extracción de Oro en Función del Ratio S/O.



*Ilustración 14:* Oro en Solución Rica en Función del Tiempo de Lixiviación.

## 2. Influencia del porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral en la extracción de oro durante la lixiviación en pilas

La Hipótesis a probar es:

$H_0$ : El porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral NO influye positivamente y significativamente en la extracción de oro durante la lixiviación en pads.

$H_1$ : El porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral influye positivamente y significativamente en la extracción de oro durante la lixiviación en pads.

Con  $\alpha = 0.05$

### Criterio de Decisión:

Cuando  $p\text{-value} < \alpha = 0.05$ , Se Rechaza la  $H_0$ .

<i>Estadísticas de la regresión</i>	
Coefficiente de correlación múltiple	0.464954005
Coefficiente de determinación $R^2$	0.216182226
$R^2$ ajustado	0.190054967
Error típico	7.18595661
Observaciones	32

### ANÁLISIS DE VARIANZA

	<i>Grados de libertad</i>	<i>F</i>	<i>Valor crítico de F</i>
Regresión	1	8.274202261	0.00733489
Residuos	30		
Total	31		

	<i>Coefficientes</i>	<i>Probabilidad</i>	<i>Inferior 95%</i>
Intercepción	59.88407462	5.55578E-09	44.68496215
% finos	1.037806907	0.00733489	0.300977127

Al revisar el valor de  $p\text{-Value} = 0.00733489$  se verifica que es menor a  $\alpha = 0.05$ , lo que nos indica que se debe Aceptar la  $H_1$ : El porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral influye positivamente y significativamente en la extracción de oro durante la lixiviación en pads.

Al analizar el Coeficiente de Correlación de Pearson, se obtiene un valor de 0.465, lo cual nos indica que EXISTE UNA MODERADA RELACIÓN LINEAL entre el porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral y la permeabilidad.

### 3.3. Resultados de extracción de metales por tamaño de partícula en las pruebas de lixiviación en columnas

Los compósitos de las pruebas en columnas fueron cada uno tamizados a mallas -1.5”, -1”, -1/2”, 1/4” y -8 mallas. Tamizadas las muestras fueron cuarteadas por cada fracción de malla para análisis químico. En general el oro está más concentrado en la fracción menos 8 mallas. Estos resultados son mostrados en la Tabla 8.

Tabla 8:

*Extracción de Metales por fracción de malla del compósito zona “A” en las Pruebas de Lixiviación en Columnas Cerro Negro & LQ.*

Malla	Peso Retenido		Ley Cabeza , g/t			Ley Cola, g/t			Extracción de Metales, %		
	Kg	%	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
-1.5"+1"	4.23	14.11	0.39	0.34	154	0.148	0.25	146	62.24	26.47	5.10
-1"+1/2"	3.51	11.71	0.49	0.61	233	0.117	0.48	231	76.27	21.31	0.83
-1/2"+1/4"	3.65	12.16	0.55	0.63	266	0.072	0.52	258	87.00	17.46	3.16
-1/4"+8M	5.52	18.39	0.44	0.97	248	0.076	0.49	216	82.65	49.48	13.05
-8M	13.09	43.63	0.84	1.11	325	0.068	0.79	319	91.90	28.83	1.66
<b>Total</b>	<b>30.00</b>	<b>100.0</b>	<b>0.63</b>	<b>0.86</b>	<b>269</b>	<b>0.09</b>	<b>0.59</b>	<b>258</b>	<b>86.14</b>	<b>31.35</b>	<b>3.97</b>

Fuente: Pruebas de laboratorio

Tabla 9:

*Extracción de Metales por fracción de malla del compósito zona “B” en las Pruebas de Lixiviación en Columnas Cerro Negro & LQ.*

Malla	Peso Retenido		Ley Cabeza , g/t			Ley Cola, g/t			Extracción de Metales, %		
	Kg	%	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
-1.5"+1"	0.68	2.26	0.64	1.27	338	0.08	0.43	309	87.58	66.14	8.62
-1"+1/2"	2.05	6.83	0.57	1.32	332	0.10	0.71	324	81.87	46.21	2.30
-1/2"+1/4"	3.85	12.84	0.35	1.15	313	0.05	0.82	309	86.32	28.70	1.40
-1/4"+8M	6.77	22.58	0.30	1.11	296	0.08	0.97	276	74.00	12.61	6.59
-8M	16.65	55.49	0.69	1.17	361	0.16	0.90	336	76.88	23.08	6.81
<b>Total</b>	<b>30.00</b>	<b>100.00</b>	<b>0.55</b>	<b>1.17</b>	<b>337</b>	<b>0.12</b>	<b>0.88</b>	<b>318</b>	<b>77.93</b>	<b>24.39</b>	<b>5.86</b>

Fuente: Pruebas de laboratorio

Tabla 10:

*Extracción de Metales por fracción de malla del compuesto zona “C” en las Pruebas de Lixiviación en Columnas Cerro Negro & LQ.*

Malla	Peso Retenido		Ley Cabeza , g/t			Ley Cola, g/t			Extracción de Metales, %		
	Kg	%	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
-1.5"+1"	0.80	2.67	0.30	4.84	339	0.201	1.70	329	32.55	64.88	3.03
-1"+1/2"	2.16	7.20	0.19	0.92	461	0.063	0.69	372	67.28	25.00	19.28
-1/2"+1/4"	3.82	12.74	0.29	1.27	332	0.060	0.86	314	79.34	32.28	5.46
-1/4"+8M	6.08	20.25	0.26	1.17	331	0.056	0.80	297	78.32	31.62	10.37
-8M	17.15	57.15	0.62	1.20	318	0.150	0.99	297	75.65	17.50	6.64
<b>Total</b>	<b>30.00</b>	<b>100.00</b>	<b>0.46</b>	<b>1.28</b>	<b>333</b>	<b>0.114</b>	<b>0.93</b>	<b>305</b>	<b>75.25</b>	<b>27.15</b>	<b>8.40</b>

Fuente: Pruebas de laboratorio

Tabla 11:

*Extracción de Metales por fracción de malla del compuesto zona “D” en las Pruebas de Lixiviación en Columnas Cerro Negro & LQ.*

Malla	Peso Retenido		Ley Cabeza , g/t			Ley Cola, g/t			Extracción de Metales, %		
	Kg	%	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
-1.5"+1"	0.48	1.60	0.09	1.61	319	0.029	1.58	177	68.82	1.86	44.44
-1"+1/2"	1.70	5.66	0.22	1.48	328	0.168	1.28	318	25.00	13.51	3.26
-1/2"+1/4"	3.01	10.04	0.15	1.08	384	0.040	0.98	337	73.51	9.17	12.36
-1/4"+8M	4.52	15.06	0.19	1.32	314	0.039	1.11	307	79.03	15.91	2.14
-8M	20.29	67.64	1.13	1.48	228	0.060	1.11	212	94.70	25.00	6.92
<b>Total</b>	<b>30.00</b>	<b>100.00</b>	<b>0.82</b>	<b>1.42</b>	<b>264</b>	<b>0.06</b>	<b>1.11</b>	<b>245</b>	<b>92.66</b>	<b>21.41</b>	<b>7.32</b>

Fuente: Pruebas de laboratorio

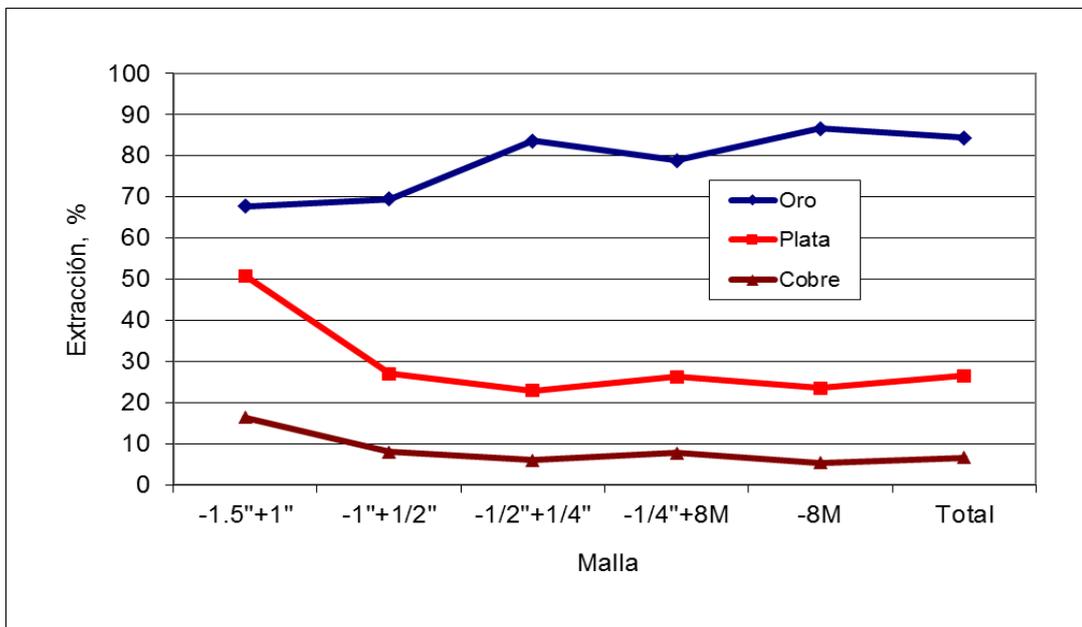
La Tabla 12 muestra los resultados promedios de todos los compósitos, observándose muy buena extracción de oro en la fracción menos 8 malla con 84.33% y con menos extracción de oro en las fracciones gruesas como -1 1/2" +1" y -1" + 1/2" con 67.79% y 69.48% respectivamente. Al contrario, la extracción de plata fue mejor en la fracción gruesa -1 1/2" + 1" con 50.87% en comparación con 23.59% de la fracción menos 8 mallas.

Tabla 12:

*Promedio de Extracción de Metales por fracción de malla de los compósitos A, B, C D en las Pruebas de Lixiviación en Columnas Cerro Negro & LQ.*

Malla	Peso Retenido		Ley Cabeza, g/t			Ley Cola, g/t			Extracción de Metales, %		
	Kg	%	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
-1.5"+1"	1.55	5.16	0.35	2.02	288	0.11	0.99	240	67.79	50.87	16.42
-1"+1/2"	2.35	7.85	0.37	1.08	338	0.11	0.79	311	69.48	27.02	8.06
-1/2"+1/4"	3.58	11.95	0.34	1.03	324	0.05	0.80	304	83.67	22.98	6.05
-1/4"+8M	5.72	19.07	0.30	1.14	297	0.06	0.84	274	78.94	26.26	7.81
-8M	16.79	55.98	0.82	1.24	308	0.11	0.95	291	86.65	23.59	5.43
<b>Total</b>	<b>30.00</b>	<b>100.00</b>	<b>0.60</b>	<b>1.22</b>	<b>309</b>	<b>0.09</b>	<b>0.90</b>	<b>288</b>	<b>84.33</b>	<b>26.56</b>	<b>6.70</b>

Fuente: Pruebas de laboratorio



*Ilustración 15: Comportamiento de Extracción de Oro, Plata y Cobre por fracción de Malla.*

En la ilustración 15, se muestra que las extracciones de oro promedio en - 8 mallas fue de 86.55% aproximadamente, las extracciones de plata variaron entre 23.59% (-8 mallas) a 50.87% (-1.5" + 1"), mientras que el cobre varió entre 5.43% (-8 mallas) a 16.42% (-1.5" + 1") aproximadamente.

### 3.4. Alternativa para lixiviar minerales con alto contenido de finos

La caracterización de los minerales del tajo La Quinoa Sur que contienen hasta 29.50% de finos (-200 mallas) y del tajo Cerro Negro Oeste que contienen desde 4.30% hasta 16.70% de finos, permitió diferenciarlos en A, B, C y D, estableciéndose un plan de trabajo para realizar un control de mezcla de minerales para que la extracción de oro se incremente por efecto de la permeabilidad, por lo tanto se descargue mineral de estos dos tajos en la etapa 2 del pad la Quinoa, según los siguientes procedimientos y la aplicación del esquema de la figura 14.

- Descargar mineral hasta una altura máxima de 120 metros.
- Hacer interlift de 8 m. de altura y realizar el batido “fluffing” a 5 m de profundidad.
- Dosificar la cal de forma normal.
- Plataformeo y ripeo según los estándares actuales.
- Monitoreo diario de las celdas de prueba.

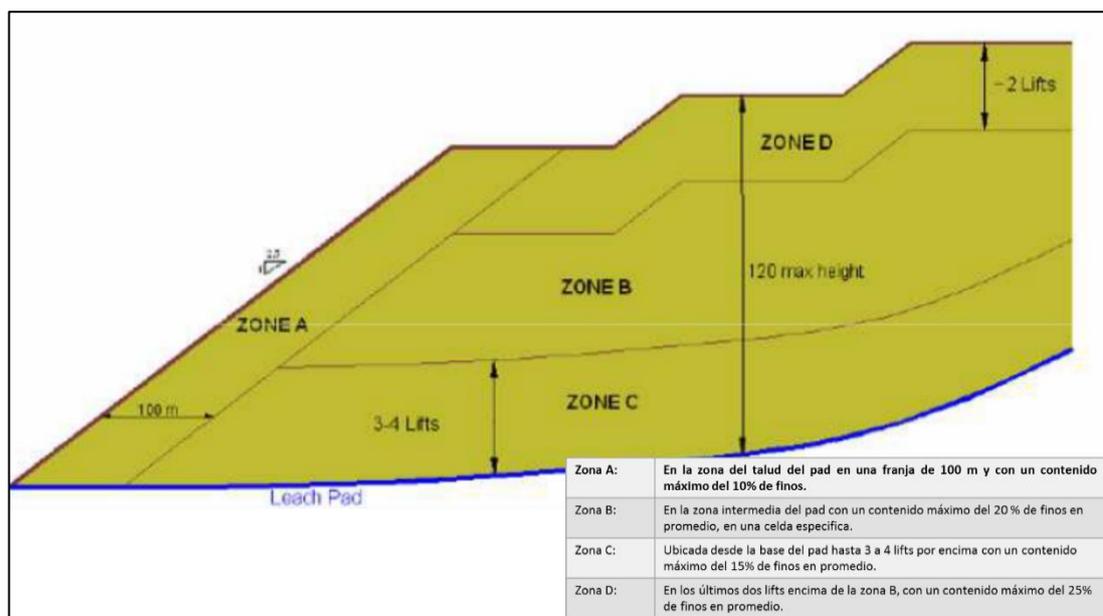
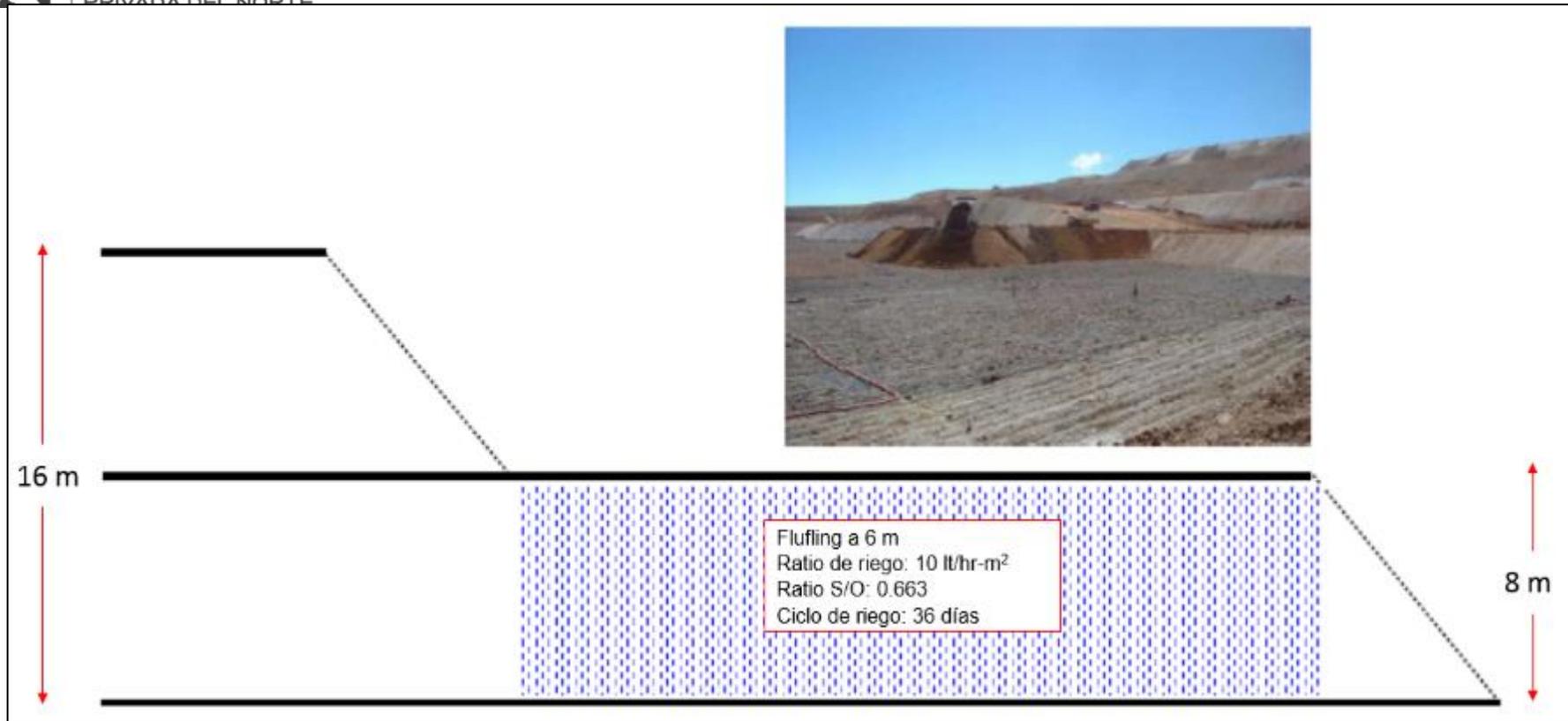


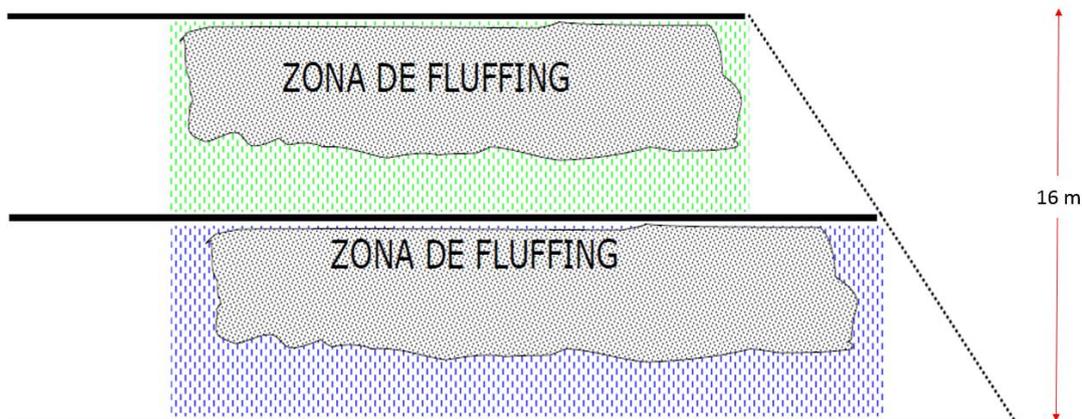
Ilustración 16: Esquema de descarga de mineral del tajo La Quinoa en la etapa 2.

- En la zona A descargar en el talud hasta una altura de 80 metros y regar con solución cianurada hasta  $8.4 \text{ L/hr-m}^2$
- En la zona B, descargar en su momento en el centro del pad hasta una altura de 48 metros y regar con solución cianurada hasta  $7 \text{ L/hr-m}^2$
- En la zona C, iniciar la descarga en la base del pad y regar con solución cianurada hasta  $3.1 \text{ L/hr-m}^2$
- En la zona D, descargar mineral sólo en dos lifts y regar con solución cianurada hasta  $3.1 \text{ L/hr-m}^2$

Este procedimiento, además del batido, minimiza los empozamientos, mejorando la percolación y el ratio de riego, lo cual incrementó la recuperación acumulada de 60% en lo que va del año.



*Ilustración 17:* Alternativa anterior para lixiviar minerales con alto contenido de finos -200 mallas.



*Ilustración 18:* Nueva alternativa para lixiviar minerales con altos finos.

Con esta nueva alternativa de utilizar bancos de 8 metros y realizar batido del mineral, se recuperó 22,000 onzas de Au, que se encontraban atrapados en el mineral con altos porcentaje de finos y que difícilmente se recuperaría. Asimismo, el banco de 8 metros fue todo un éxito por dos razones: Una por lixiviar mineral removido en la pila y otra por generar espacios para descargar mineral del tipo D, en zonas que no estaba planeado descargar, incrementando la capacidad de la pila de lixiviación de La Quinua.

El inventario en LQ se redujo gracias a las innovaciones que se realizaron y se mejora el porcentaje de recuperación de Au en minerales tipo “D”. Esta alternativa brinda las siguientes ventajas:

- Se tiene mayor permeabilidad y mejor percolación.
- Se evitar la formación canalizaciones.
- Hay mayor contacto de la cal con el mineral y mejora la alcalinidad, logrando un pH adecuado de 10.5 - 11
- Disminución de inventarios de Au en el Pad La Quinua.



*Ilustración 19:* Celdas de riego sin problemas de empozamientos.

## CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

### 4.1 Discusión

En la prueba de hipótesis para la influencia del porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral en la permeabilidad, el valor de  $p\text{-Value} = 0.004498812$  se verifica que es menor a  $\alpha = 0.05$ , lo que nos indica que se debe Aceptar la  $H_1$ : El porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral influye positivamente y significativamente en la permeabilidad durante la lixiviación en pilas.

En la prueba de hipótesis para la influencia del porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral en la extracción de oro, el valor de  $p\text{-Value} = 0.00733489$  se verifica que es menor a  $\alpha = 0.05$ , lo que nos indica que se debe Aceptar la  $H_1$ : El porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral influye positivamente y significativamente en la extracción de oro durante la lixiviación en pads.

Estos resultados confirman el trabajo de investigación realizado por (López, 2018) quién concluye que existe influencia del blending del mineral, alteración de mineral y concentración de cianuro de sodio, es significativo en la velocidad de percolación y porcentaje de extracción de oro del mineral aurífero del Proyecto Ayahuanca, tratado por Lixiviación en Pilas.

De acuerdo a los resultados de la tabla 3, tabla 5 y figura 9; el blending de minerales Tipo A, conformada por una mezcla de 66.5% y 33.5% en peso para La Quinoa Sur y Cerro Negro Oeste respectivamente, con contenidos de fino de 15.6% (-200M), no tuvo problemas de percolación alcanzando 7.2 L/hr-m<sup>2</sup> a 160 metros.

Asimismo el blending de minerales Tipo B, conformada por una mezcla de 79.7% y 20.3% en peso para La Quinoa y Cerro Negro respectivamente, con contenidos de fino de 19.3% (-200M), alcanzó permeabilidades hasta de 2.6 L/hr-m<sup>2</sup> a 64 metros.

El blending de minerales Tipo C, conformada por una mezcla de 88.6% y 11.4% en peso para La Quinoa y Cerro Negro respectivamente, con contenido de finos de 21.0% (-200M), alcanzó permeabilidades hasta de 1.2 L/hr-m<sup>2</sup> a 48 metros.

El blending de minerales Tipo D, conformada en un 100% por La Quinoa, con contenido de finos de 25.4% (-200M), tuvo problemas de percolación, alcanzando solo 1.3 L/hr-m<sup>2</sup> a 16 metros.

Estos resultados confirman la investigación de (Pastor, 2018) quien concluye que a mayor porcentaje de finos que tiene la sílice alunita, la percolación disminuye; es decir: si a la sílice alunita SA, se le mezcla con sílice granular compacta SGC, en 25% SA + 75% SGC, la percolación se incrementa a 1.87 m/día debido a que la cantidad de finos que aporta la mezcla es de 7.22% -200 mallas. Si a la sílice alunita SA, se le mezcla con sílice masiva SM, en 25% SA + 75% SM, la percolación se incrementa a 1.90 m/día debido a que la cantidad de finos que aporta la mezcla es de 4.32% -200 mallas.

La tabla 7 muestra los resultados de las cuatro pruebas de lixiviación en columna, donde se puede observar que las extracciones promedio de oro, plata y cobre fueron de 80.85%, 21.59% y 2.03% respectivamente.

Si observamos las Tablas 8A a 8D, la baja extracción de oro en los compósitos de los minerales “B” y “C” obedeció a menor extracción en la fracción menos 8 malla, es decir en las partículas finas justamente causantes de la baja permeabilidad, con una

extracción de 76.9% y 75.6% respectivamente; mientras que en las otras dos (02) columnas (compósitos Zona “A” y “D”) que no tuvieron problemas de percolación las extracciones de oro en menos 8-mallas fue de 91.9% y 94.7% respectivamente.

## 4.2 Conclusiones

Se determina que el porcentaje de finos -200 mallas si influyen significativamente en la permeabilidad y extracción de oro durante la lixiviación en pads.

Las pruebas de permeabilidad denotan que la mejor mezcla es usar porcentaje de finos de hasta no más de 15% en peso menos 200-mallas, con ello podríamos usar lift de hasta aproximadamente 160 metros, pero con reducción de flujo de 10 a 7.2 l/h.m<sup>2</sup> aproximadamente. Se concluye que la tendencia es que las permeabilidades disminuyen a medida que aumenta el % de finos -200 mallas. Esta conclusión es validada por la prueba de hipótesis donde el valor de p-Value = 0.004498812 se verifica que es menor a  $\alpha = 0.05$ , lo que nos indica que se debe Aceptar la H1: El porcentaje de finos -200 mallas del blending de mineral influye positivamente y significativamente en la permeabilidad durante la lixiviación en pilas.

Las extracciones más bajas de oro se observaron en los compósitos “B” y “C” con problemas de ponding (empozamiento) con una extracción de 77.19% y 71.52%, mientras que los compósitos “A” y “D” sin problemas de ponding sus extracciones fueron de 82.33% y 92.37% respectivamente en oro. El valor de la compactación en estos compósitos fue de 6.80% y 1.80%, mientras que en la zona “B” y “C” la compactación fue de 5.80 y 4.40% respectivamente. Se concluye que realizando un blending de minerales “B” y “C”, la extracción de oro disminuye porque el mineral se compacta por el contenido de finos -200 mallas hasta 20% en peso. Estadísticamente se determinó el valor de p-Value = 0.00733489 donde se verifica que es menor a  $\alpha = 0.05$ , lo que nos indica que se debe Aceptar la H1: El porcentaje

de finos -200 mallas del blending de mineral influye positivamente y significativamente en la extracción de oro durante la lixiviación en pilas.

Las bajas extracciones de oro obedecen a la menor extracción en la fracción - 8 mallas, es decir las partículas finas influyen en la baja lixiviación, con una extracción promedio de 70% aproximadamente.

Si se desea formar compósitos tipo “B” estos serían recomendables comenzar a depositarlos en el pad pero en las tres últimos lift (lift de 8 metros), realizar batido y luego regar en el último lift solo a  $7 \text{ l/h.m}^2$ . Los demás compósitos tipo “C” y “D” podrían usarse en el último lift pero aplicando flujos de regado menores a  $10 \text{ l/h.m}^2$ , previo batido.

## REFERENCIAS

- Aquino C. y Adauto J. (2011). “*Riego intermitente con curado para minerales auríferos en Minera IRL Unidad Corihuarmi*”. Tesis para optar el título profesional de Ingeniero Metalurgista y de Materiales. Universidad Nacional del Centro. Huancayo, Perú.
- Cámara de Comercio Canadá – Perú (2019). *Entrevista a Yuri Sáenz, los detalles sobre producción de 18 toneladas de oro. Informales producen 25 toneladas*. Lima, Perú.
- Guadalupe E. (2002). “*La permeabilidad de los suelos y problemas. Aplicación en la infraestructura del transporte*”.
- Hernández R. & Fernández C. (2006). “*Metodología de la investigación*” Cuarta edición. Editorial McGraw-Hill Interamericana, México.
- Merino D. (2005). “*Geología y controles de mineralización en el depósito Cerro Yanacocha, distrito de Yanacocha (Cajamarca - Perú)*”. Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica, Lima.
- Morales W. (2011). “*Optimización en el proceso de lixiviación de minerales con alto contenido de finos en la pila de lixiviación La Quinua*”. PERUMIN 30 Convención Minera. Arequipa – Perú.

Minera Yanacocha SRL (2014). *Proceso del Oro*. Recuperado el Setiembre de 2014, de

Minera Yanacocha: <http://www.yanacocha.com.pe/wp-content/uploads/Presentacion-Proceso-del-Oro.ppt>

Pastor J. (2018). “*Influencia del blending de minerales con alteraciones de sílice en la percolación por lixiviación, Lucanas - Ayacucho 2017*”. Tesis para obtener el título de Ingeniero de Minas. Universidad Privada del Norte, Cajamarca-Perú.

Samtani N. and Nowatzki E.(2006) “*Soils and Foundations Reference Manual*”. National Highway Institute (NHI), U.S. Department of Transportation, Federal Highway Administration (FHWA).

Segura A. (2003). “*Diseños Cuasi experimentales*”. Facultad Nacional de Salud Pública. Universidad de Antioquia. Colombia.

Stauffer, D. and Aharony, A. (1994) *Introduction to Perription Theory*. 2nd Edition, Taylor & Francis, London.

Terzaghi K. y Peck R. (1973). “*Mecánica de suelos en la Ingeniería Práctica*. Librería El Ateneo, Editorial Barcelona.

Ticona A. (2005). “*Geología y aplicación de métodos de resistividad en la exploración de oro en el distrito Yanacocha - Cajamarca*”. Universidad Nacional san Agustín de Arequipa, Facultad de Geología, Geofísica y Minas. Arequipa-Perú.

## ANEXOS

# **ANEXO 1**

## **HOJA DE BALANCE METALÚRGICO DE PRUEBAS DE LIXIVIACIÓN EN COLUMNA**



DESCRIPCIÓN DE LA MUESTRA:		Columna 2	MALLA	.-1.5",.1",-.1/2",-.1/4",-.8M	CN: 50 ppm	CÓDIGO DE GEOLOGÍA:	Zona B max 18%																
<b>Análisis de cabeza</b>				<b>Balance metalúrgico de la prueba</b>																			
Ensaye de Oro .....	0.550 g/t			Peso residuo.....	29.3 kg																		
Ensaye de Plata .....	1.166 g/t			Ensaye del residuo.....	0.12 g/t Au																		
Ensaye de Cobre.....	337.408 g/t				0.88 g/t Ag																		
					318.02 g/t Cu																		
Peso mineral húmedo.....	30.00 kg			Peso carbón activado.....	g																		
Porcentaje de humedad.....	0.000 % wet basis			Ensaye del Carbon.....	g/t Au																		
Peso mineral seco.....	30.00 kg				g/t Ag																		
Agua adicional.....	0.00 kg			<b>Cabeza calculada por solución &amp; Residuo</b>	0.515 g/t Au	Acc, %	6.4																
Humedad total	0.00 % dry basis				1.083 g/t Ag		7.2																
Altura inicial mineral.....	0.817 m				316.93 g/t Cu		6.1																
Diámetro columna.....	15.24 cm			Cabeza calculada por carbón & Residuo.....	Au, g/t																		
Densidad bulk inicial en seco	2012.98 kg/m <sup>3</sup>				Ag, g/t																		
Altura final mineral.....	0.770 m			Adición inicial de cal.....	5.339 kg/t	pH: 11.31																	
Densidad bulk final en seco	2,136 kg/m <sup>3</sup>			Adición total de cal.....	5.429 kg/t																		
Porcentaje de compactación.....	5.8 %			Consumo total de cianuro.....	0.087 kg/t																		
				Oro	Plata	Cobre																	
Porcentaje de extracción por solución & Residuo				77.19	20.50	1.85																	
Porcentaje de extracción por carbón & Residuo																							
Data de la solución pregnant				Extracción de Oro				Extracción de Plata				Extracción de Cobre				Reactivos							
Data	Día #	Peso kg	S/O Ratio	pH	CN- mg/l	Au mg/l	Ag mg/l	Cu mg/l	Diario g/t	Acumulado g/t	Daily Porcentaje	Acumulado Porcentaje	Diario g/t	Acumulado g/t	Diario Porcentaje	Acumulado Porcentaje	Diario g/t	Acumulado g/t	Diario Porcentaje	Acumulado Porcentaje	NaCN g	Cal g	
06 / oct /19	0				0				0.000				0.000	0.000	0.000	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.000	0.182	
07 / oct /19	1	0.966	0.032	11.310	8.088	2.436	0.007	1.779	0.078	0.078	15.243	15.24	0.00	0.000	0.021	0.02	0.06	0.06	0.02	0.02	0.079	0.142	
08 / oct /19	2	2.646	0.120	9.680	5.991	2.543	0.821	16.04	0.224	0.303	43.587	58.83	0.07	0.073	6.688	6.71	1.41	1.47	0.45	0.46	0.227	0.138	
09 / oct /19	3	3.226	0.228	9.730	15.277	0.435	0.802	11.489	0.047	0.350	9.090	67.92	0.09	0.159	7.965	14.67	1.24	2.71	0.39	0.85	0.214	0.141	
10 / oct /19	4	1.826	0.289	9.620	5.392	0.189	0.338	7.278	0.012	0.361	2.236	70.16	0.02	0.179	1.900	16.57	0.44	3.15	0.14	0.99	0.155	0.100	
11 / oct /19	5	1.316	0.333	9.470	2.718	0.244	0.321	11.099	0.011	0.372	2.080	72.24	0.01	0.194	1.300	17.87	0.49	3.64	0.15	1.15	0.117	0.200	
12 / oct /19	6	2.066	0.402	9.550	11.169	0.114	0.128	5.9	0.008	0.380	1.526	73.76	0.01	0.202	0.814	18.69	0.41	4.04	0.13	1.28	0.158	0.200	
13 / oct /19	7	1.686	0.458	9.440	9.440	3.915	0.073	0.082	4.663	0.004	0.384	0.797	74.56	0.00	0.207	0.426	19.11	0.26	4.31	0.08	1.36	0.149	0.200
14 / oct /19	8	1.466	0.507	9.340	6.206	0.061	0.064	4.686	0.003	0.387	0.579	75.14	0.00	0.210	0.289	19.40	0.23	4.53	0.07	1.43	0.123	0.138	
15 / oct /19	9	1.836	0.568	9.480	11.565	0.033	0.045	3.661	0.002	0.389	0.392	75.53	0.00	0.213	0.254	19.66	0.22	4.76	0.07	1.50	0.146	0.139	
16 / oct /19	10	2.176	0.640	9.410	5.608	0.031	0.027	2.959	0.002	0.391	0.437	75.97	0.00	0.215	0.181	19.84	0.21	4.97	0.07	1.57	0.181	0.138	
17 / oct /19	11	1.456	0.689	9.180	4.495	0.031	0.021	2.487	0.002	0.392	0.292	76.26	0.00	0.216	0.094	19.93	0.12	5.09	0.04	1.61	0.125	0.134	
18 / oct /19	12	1.706	0.746	9.280	4.200	0.021	0.024	2.569	0.001	0.394	0.232	76.49	0.00	0.217	0.126	20.06	0.15	5.24	0.05	1.65	0.148	0.110	
19 / oct /19	13	1.986	0.812	9.270	11.501	0.020	0.025	2.789	0.001	0.395	0.257	76.75	0.00	0.219	0.153	20.21	0.18	5.42	0.06	1.71	0.146	0.183	
20 / oct /19	14	2.096	0.882	9.270	0.000	0.017	0.02	2.471	0.001	0.396	0.231	76.98	0.00	0.220	0.129	20.34	0.17	5.60	0.05	1.77	0.198	0.200	
21 / oct /19	15	1.566	0.934	9.050	3.580	0.008	0.015	2.19	0.000	0.397	0.081	77.06	0.00	0.221	0.072	20.41	0.11	5.71	0.04	1.80	0.137	0.216	
22 / oct /19	16	1.976	1.000	9.380	7.780	0.010	0.015	2.201	0.001	0.397	0.128	77.19	0.00	0.222	0.091	20.50	0.14	5.86	0.05	1.85	0.169	0.141	
23 / nov /19	17	1.376	1.046	9.180	4.006	0.006	0.017	2.024	0.000	0.397	0.053	77.24	0.00	0.223	0.072	20.58	0.09	5.95	0.03	1.88	0.010		
24 / nov /19	18	2.396	1.126	9.370	18.182	0.009	0.012	1.92	0.001	0.398	0.140	77.38	0.00	0.224	0.089	20.66	0.15	6.10	0.05	1.93	0.082		
25 / nov /19	19	1.626	1.180	9.180	10.072	0.018	0.013	1.679	0.001	0.399	0.190	77.57	0.00	0.224	0.065	20.73	0.09	6.19	0.03	1.95	0.031		
26 / nov /19	21	3.936	1.442	8.950	0.000	0.000	0.007	1.218	0.000	0.399	0.000	77.57	0.00	0.225	0.085	20.81	0.16	6.35	0.05	2.00	0.000		
27 / nov /19	22		1.442		0.000				0.000	0.399	0.000	77.57	0.00	0.225	0.000	20.81	0.00	6.35	0.00	2.00	0.000		
28 / nov /19	23		1.442		0.000				0.000	0.399	0.000	77.57	0.00	0.225	0.000	20.81	0.00	6.35	0.00	2.00	0.000		
29 / nov /19	24		1.442		0.000				0.000	0.399	0.000	77.57	0.00	0.225	0.000	20.81	0.00	6.35	0.00	2.00	0.000		
Ratio de riego.....	4.282	L/h.m2																					
	0.002	GPM/ft2																					
														Humedad saturada (base seca).....		##### %							
														Contenido de humedad final (base seca).		2.23 %							





## **ANEXO 2**

# **REGISTRO DE DATOS PRUEBAS DE PERMEABILIDAD**

ENSAYO DE PERMEABILIDAD CON CABEZA CONSTANTE

<b>MUESTRA #:</b>	Zona A Max 15% finos	<b>OPERADOR:</b>	Luis Rodriguez
<b>CODIGO:</b>	Referencia Columna 1	<b>FECHA:</b>	27/10/2019
<b>DESCRIPCION</b>	Zona - "A"	<b>EQUIPO #:</b>	Celda 2
<b>Distancia a Base Celda:</b>	21.85 cm	<b>Peso de Celda+Bentonita:</b>	18020.0 g
<b>Distancia a Plato:</b>	4.89 cm	<b>Peso de Celda y Muestra:</b>	31488.5 g
<b>Altura de Muestra I:</b>	16.96 cm	<b>Peso de Muestra seca:</b>	13468.5 z
<b>Humedad de Muestra:</b>	0.00 %	<b>Densidad Inicial :</b>	1.70 g/cm <sup>3</sup>
<b>pH de Muestra:</b>		<b>Densidad Inicial (Seca):</b>	1.83 g/cm <sup>3</sup>
		<b>Diámetro de Celda:</b>	23.525 cm
		<b>Area de Celda:</b>	434.66 cm <sup>2</sup>
		<b>Volumen de Muestra:</b>	7370.39 cm <sup>3</sup>
		<b>Constante Bureta:</b>	45.29 ml/cm
		<b>Humedad Final de Muestra:</b>	%
			%Finos (-200M) 15.6
		<b>Altura de Ingreso</b>	29.80 cm
		<b>Altura de Salida</b>	29.00 cm
		<b>Cabeza Hidráulica</b>	0.80 cm
		<b>Gradiente</b>	0.04717908

Altura simulada (m)	Carga Aplicada (Kg)	Tiempo inicio (seg)	Tiempo final (seg)	Variación de Tiempo (seg)	Nivel de Columna (Inicio)	Nivel de Columna (final)	Variación de volumen (cm <sup>3</sup> )	Altura de Cabeza (cm)	Altura de Cola (cm)	Cabeza Hidráulica (cm)	Permeabilidad (cm/seg)	Permeabilidad (l/h-m <sup>2</sup> )	Altura Final (L1 = d1-d2) cm	Hidraulica Gradiente
0	0	0	111	111	102.0	104.0	90.58	29.8	29	0.8	3.98E-02	1432.4		
		0	112	112	104.0	106.0	90.58	29.8	29	0.8	3.94E-02	1419.6		
		0	112	112	106.0	108.0	90.58	29.8	29	0.8	3.94E-02	1419.6		
		0	112	112	108.0	110.0	90.58	29.8	29	0.8	3.94E-02	1419.6		
					111.8			90.58	29.8	29	0.8	3.95E-02		
<b>Distancia al Plato (cm):</b>			4.90	4.89	<b>PROM:</b>	4.89	<b>Densidad Compactada:</b>	1.83					16.96	0.05
10	739	0	55	55	114.0	115.0	45.29	29.8	29	0.8	3.91E-02	1406.0		
		0	56	56	115.0	116.0	45.29	29.8	29	0.8	3.84E-02	1380.9		
		0	57	57	116.0	117.0	45.29	29.8	29	0.8	3.77E-02	1356.6		
		0	57	57	117.0	118.0	45.29	29.8	29	0.8	3.77E-02	1356.6		
					56.3			45.29	29.8	29	0.8	3.82E-02		
<b>Distancia al Plato (cm):</b>			5.39	5.33	<b>PROM:</b>	5.36	<b>Densidad Compactada:</b>	1.88					16.49	0.05
16	1182	0	220	220	102.0	104.0	90.58	29.8	29	0.8	1.93E-02	693.8		
		0	222	222	104.0	106.0	90.58	29.8	29	0.8	1.91E-02	687.5		
		0	223	223	106.0	108.0	90.58	29.8	29	0.8	1.90E-02	684.5		
		0	222	222	108.0	110.0	90.58	29.8	29	0.8	1.91E-02	687.5		
					221.8			90.58	29.8	29.0	0.8	1.91E-02		
<b>Distancia al Plato (cm):</b>			5.57	5.57	<b>PROM:</b>	5.57	<b>Densidad Compactada:</b>	1.90					16.28	0.05
32	2365	0	135	135	104.0	106.0	90.58	31.4	29	2.4	1.03E-02	369.6		
		0	136	136	106.0	108.0	90.58	31.4	29	2.4	1.02E-02	366.9		
		0	136	136	108.0	110.0	90.58	31.4	29	2.4	1.02E-02	366.9		
		0	135	135	110.0	112.0	90.58	31.4	29	2.4	1.03E-02	369.6		
					135.5			90.58	31.4	29.0	2.4	1.02E-02		
<b>Distancia al Plato (cm):</b>			5.89	5.89	<b>PROM:</b>	5.89	<b>Densidad Compactada:</b>	1.94					15.96	0.15
48	3547	0	292	292	102.0	103.0	45.29	31.4	29	2.4	2.36E-03	85.0		
		0	293	293	103.0	104.0	45.29	31.4	29	2.4	2.35E-03	84.7		
		0	294	294	104.0	105.0	45.29	31.4	29	2.4	2.35E-03	84.4		
		0	294	294	105.0	106.0	45.29	31.4	29	2.4	2.35E-03	84.4		
					293.3			45.3	31.4	29.0	2.4	2.35E-03		
<b>Distancia al Plato (cm):</b>			5.99	5.94	<b>PROM:</b>	5.97	<b>Densidad Compactada:</b>	1.95					15.88	0.15
64	4729	0	244	244	101	102	45.29	34.7	29	5.7	1.18E-03	42.4		
		0	245	245	104	105	45.29	34.7	29	5.7	1.17E-03	42.3		
		0	245	245	105	106	45.29	34.7	29	5.7	1.17E-03	42.3		
		0	245	245	106	107	45.29	34.7	29	5.7	1.17E-03	42.3		
					244.8			45.29	34.70	29.00	5.70	1.17E-03		
<b>Distancia al Plato (cm):</b>			6.14	6.10	<b>PROM:</b>	6.12	<b>Densidad Compactada:</b>	1.97					15.73	0.36
80	5911	0	845	845	111	112	45.29	37	29	8.0	2.41E-04	8.7		
		0	850	850	112	113	45.29	37	29	8.0	2.40E-04	8.6		
		0	902	902	113	114	45.29	37	29	8.0	2.26E-04	8.1		
		0	922	922	114	115	45.29	37	29	8.0	2.21E-04	8.0		
					879.8			45.29	37.00	29.00	8.00	2.32E-04		
<b>Distancia al Plato (cm):</b>			6.20	6.20	<b>PROM:</b>	6.20	<b>Densidad Compactada:</b>	1.98					15.65	0.51
160	11823	0	988	988	103	104	45.29	37	29	8.0	2.03E-04	7.3		
		0	989	989	104	105	45.29	37	29	8.0	2.02E-04	7.3		
		0	1002	1002	105	106	45.29	37	29	8.0	2.00E-04	7.2		
		0	1000	1000	106	107	45.29	37	29	8.0	2.00E-04	7.2		
					994.8			45.29	37.00	29.00	8.00	2.01E-04		
<b>Distancia al Plato (cm):</b>			6.47	6.49	<b>PROM:</b>	6.48	<b>Densidad Compactada:</b>	2.02					15.37	0.52

Tiempo de saturación: 4.16 horas  
Tiempo de Reposo: 1.5 horas

**ENSAYO DE PERMEABILIDAD CON CABEZA CONSTANTE**

<b>MUESTRA #:</b>	Zona B Max 18% finos		<b>OPERADOR:</b>	Luis Rodríguez	
<b>CODIGO:</b>	Referencia Columna 2		<b>FECHA:</b>	27/10/2019	
<b>DESCRIPCION:</b>	Zona - "B"		<b>EQUIPO #:</b>	Celda	2
<b>Distancia a Base Celda:</b>	21.81 cm	<b>Peso de Celda+Bentonita:</b>	17997.0 g	<b>Diámetro de Celda:</b>	23.4783 cm
<b>Distancia a Plato:</b>	4.40 cm	<b>Peso de Celda y Muestra:</b>	31479.5 g	<b>Area de Celda:</b>	432.94 cm <sup>2</sup>
<b>Altura de Muestra I:</b>	17.41 cm	<b>Peso de Muestra seca:</b>	13482.5 z	<b>Volumen de Muestra:</b>	7535.55 cm <sup>3</sup>
<b>Humedad de Muestra:</b>	0.00 %	<b>Densidad Inicial :</b>	1.70 g/cm <sup>3</sup>	<b>Constante Bureta:</b>	45.77 ml/cm
<b>pH de Muestra:</b>		<b>Densidad Inicial (Seca):</b>	1.79 g/cm <sup>3</sup>	<b>Humedad Final de Muestra:</b>	% <b>%Finos (-200M)</b>
					19.3
				<b>Altura de Ingreso</b>	35.50 cm
				<b>Altura de Salida</b>	28.80 cm
				<b>Cabeza Hidráulica</b>	6.70 cm
				<b>Gradiente</b>	0.38493211

Altura simulada (m)	Carga Aplicada (Kg)	Tiempo inicio (seg)	Tiempo final (seg)	Variación de Tiempo (seg)	Nivel de Columna (inicio)	Nivel de Columna (final)	Variación de volumen (cm3)	Altura de Cabeza (cm)	Altura de Cola (cm)	Cabeza Hidráulica (cm)	Permeabilidad (cm/seg)	Permeabilidad (l/h-m2)	Altura Final = d1-d2*	(Lf) cm	Hidraulica Gradiente
0	0	0	43	43	55.0	56.0	45.77	35.5	28.8	6.7	6.37E-03	229.3			
		0	43	43	56.0	57.0	45.77	35.5	28.8	6.7	6.37E-03	229.3			
		0	44	44	57.0	58.0	45.77	35.5	28.8	6.7	6.22E-03	224.1			
		0	43	43	58.0	59.0	45.77	35.5	28.8	6.7	6.37E-03	229.3			
					43.3	43.3			45.77	35.5	28.8	6.7			
<b>Distancia al Plato (cm):</b>			4.48	4.42	<b>PROM:</b>	4.45	<b>Densidad Compactada:</b>	1.79	g/cm <sup>3</sup>				17.36		0.39
10	736	0	82	82	52.0	54.0	91.54	35.5	28.8	6.7	6.36E-03	228.8			
		0	82	82	54.0	56.0	91.54	35.5	28.8	6.7	6.36E-03	228.8			
		0	81	81	56.0	58.0	91.54	35.5	28.8	6.7	6.43E-03	231.6			
		0	82	82	58.0	60.0	91.54	35.5	28.8	6.7	6.36E-03	228.8			
					81.8	81.8			91.5	35.5	28.8	6.7			
<b>Distancia al Plato (cm):</b>			5.30	5.28	<b>PROM:</b>	5.29	<b>Densidad Compactada:</b>	1.89	g/cm <sup>3</sup>				16.51		0.41
16	1178	0	140	140	55.0	57.0	91.54	35.5	28.8	6.7	3.66E-03	131.6			
		0	138	138	57.0	59.0	91.54	35.5	28.8	6.7	3.71E-03	133.5			
		0	140	140	59.0	61.0	91.54	35.5	28.8	6.7	3.66E-03	131.6			
		0	140	140	61.0	63.0	91.54	35.5	28.8	6.7	3.66E-03	131.6			
					139.5	139.5			91.5	35.5	28.8	6.7			
<b>Distancia al Plato (cm):</b>			5.59	5.59	<b>PROM:</b>	5.59	<b>Densidad Compactada:</b>	1.92	g/cm <sup>3</sup>				16.22		0.41
32	2355	0	434	434	60.0	61.0	45.77	35.5	28.8	6.7	5.79E-04	20.8			
		0	433	433	61.0	62.0	45.77	35.5	28.8	6.7	5.80E-04	20.9			
		0	432	432	62.0	63.0	45.77	35.5	28.8	6.7	5.81E-04	20.9			
		0	432	432	63.0	64.0	45.77	35.5	28.8	6.7	5.81E-04	20.9			
					432.8	432.8			45.8	35.5	28.8	6.7			
<b>Distancia al Plato (cm):</b>			5.89	5.89	<b>PROM:</b>	5.89	<b>Densidad Compactada:</b>	1.96	g/cm <sup>3</sup>				15.92		0.42
48	3533	0	878	878	52.0	53.0	45.77	37.0	28.8	8.2	2.32E-04	8.4			
		0	938	938	53.0	54.0	45.77	37.0	28.8	8.2	2.17E-04	7.8			
		0	1192	1192	54.0	55.0	45.77	37.0	28.8	8.2	1.71E-04	6.2			
		0	1289	1289	55.0	56.0	45.77	37.0	28.8	8.2	1.58E-04	5.7			
					1074.3	1074.3			45.8	37.0	28.8	8.2			
<b>Distancia al Plato (cm):</b>			6.03	5.99	<b>PROM:</b>	6.01	<b>Densidad Compactada:</b>	1.97	g/cm <sup>3</sup>				15.80		0.52
64	4710	0	2509	2509	53	54	45.77	37.0	28.8	8.2	7.99E-05	2.9			
		0	1418	1418	54	54.5	22.89	37.0	28.8	8.2	7.07E-05	2.5			
		0	1422	1422	54.5	55	22.89	37.0	28.8	8.2	7.05E-05	2.5			
		0	1522	1522	55	55.5	22.89	37.0	28.8	8.2	6.59E-05	2.4			
					1717.8	1717.8			28.61	37.00	28.80	8.20			
<b>Distancia al Plato (cm):</b>			6.24	6.27	<b>PROM:</b>	6.25	<b>Densidad Compactada:</b>	2.00	g/cm <sup>3</sup>				15.55		0.53

**Tiempo de saturación:** 4.23 horas  
**Tiempo de Reposo:** 1.5 horas

**ENSAYO DE PERMEABILIDAD CON CABEZA CONSTANTE**

<b>MUESTRA #:</b>	Zona C Max 20% finos	<b>OPERADOR:</b>	Luis Rodriguez
<b>CODIGO:</b>	Referencia Columna 3	<b>FECHA:</b>	29/10/2019
<b>DESCRIPCION:</b>	Zona - "C"	<b>EQUIPO #:</b>	Celda 2
<b>Distancia a Base Celda:</b>	21.85 cm	<b>Peso de Celda+Bentonita</b>	18024.5 g
<b>Distancia a Plato:</b>	4.66 cm	<b>Peso de Celda y Muestra:</b>	31597.5 g
<b>Altura de Muestra I:</b>	17.19 cm	<b>Peso de Muestra seca:</b>	13573.0 z
<b>Humedad de Muestra:</b>	0.00 %	<b>Densidad Inicial :</b>	1.70 g/cm <sup>3</sup>
<b>pH de Muestra:</b>		<b>Densidad Inicial (Seca):</b>	1.82 g/cm <sup>3</sup>
		<b>Constante Bureta:</b>	45.29 ml/cm
		<b>Humedad Final de Muestra:</b>	%
			<b>%Finos (-200M)</b>
			21.0
		<b>Altura de Ingreso</b>	34.60 cm
		<b>Altura de Salida</b>	29.00 cm
		<b>Cabeza Hidráulica</b>	5.60 cm
		<b>Gradiente</b>	0.32582134

Altura simulada (m)	Carga Aplicada (Kg)	Tiempo inicio (seg)	Tiempo final (seg)	Variación de Tiempo (seg)	Nivel de Columna (inicio)	Nivel de Columna (final)	Variación de volumen (cm <sup>3</sup> )	Altura de Cabeza (cm)	Altura de Cola (cm)	Cabeza Hidráulica (cm)	Permeabilidad (cm/seg)	Permeabilidad (lt/h-m <sup>2</sup> )	Altura Final (Lf = d1-d2') cm	Hidraulica Gradiente
0	0	0	277	277	100.0	100.5	22.65	34.6	29.0	5.6	5.73E-04	20.6		
		0	287	287	100.5	101.0	22.65	34.6	29.0	5.6	5.53E-04	19.9		
		0	283	283	101.0	101.5	22.65	34.6	29.0	5.6	5.61E-04	20.2		
		0	285	285	102.0	102.5	22.65	34.6	29.0	5.6	5.57E-04	20.0		
					283				22.645	34.6	29	5.6		
<b>Distancia al Plato (cm):</b>			4.70	4.88	<b>PROM:</b> 4.79		<b>Densidad Compactada:</b> 1.83						17.06	0.33
10	739	0	1811	1811	103.5	104.0	22.65	34.6	29.0	5.6	8.42E-05	3.0		
		0	1825	1825	104.0	104.5	22.65	34.6	29.0	5.6	8.36E-05	3.0		
		0	1757	1757	104.5	105.0	22.65	34.6	29.0	5.6	8.68E-05	3.1		
		0	1780	1780	105.0	105.0	22.65	34.6	29.0	5.6	8.57E-05	3.1		
					1793.3				22.645	34.6	29	5.6		
<b>Distancia al Plato (cm):</b>			5.47	5.44	<b>PROM:</b> 5.46		<b>Densidad Compactada:</b> 1.90						16.39	0.34
16	1182	0	1855	1855	106.5	107.0	22.65	36.4	29.0	7.4	6.16E-05	2.2		
		0	1793	1793	107.0	107.5	22.65	36.4	29.0	7.4	6.38E-05	2.3		
		0	1816	1816	107.5	108.0	22.65	36.4	29.0	7.4	6.29E-05	2.3		
		0	1815	1815	108.0	108.5	22.65	36.4	29.0	7.4	6.30E-05	2.3		
					1820				22.6	36.4	29.0	7.4		
<b>Distancia al Plato (cm):</b>			5.60	5.62	<b>PROM:</b> 5.61		<b>Densidad Compactada:</b> 1.92						16.24	0.46
32	2365	0	2346	2346	109.0	109.5	22.65	36.4	29.0	7.4	4.80E-05	1.7		
		0	2409	2409	109.5	110.0	22.65	36.4	29.0	7.4	4.67E-05	1.7		
		0	2744	2744	110.0	110.5	22.65	36.4	29.0	7.4	4.10E-05	1.5		
		0	2751	2751	110.5	111.0	22.65	36.4	29.0	7.4	4.09E-05	1.5		
					2563				22.6	36.4	29.0	7.4		
<b>Distancia al Plato (cm):</b>			5.86	5.87	<b>PROM:</b> 5.86		<b>Densidad Compactada:</b> 1.95						15.99	0.46
48	3547	0	3376	3376	111.0	111.5	22.65	36.4	29.0	7.4	3.29E-05	1.2		
		0	3501	3501	111.5	112.0	22.65	36.4	29.0	7.4	3.17E-05	1.1		
		0	3519	3519	112.0	112.5	22.65	36.4	29.0	7.4	3.16E-05	1.1		
		0	3512	3512	112.5	113.0	22.65	36.4	29.0	7.4	3.16E-05	1.1		
					3477				22.6	36.4	29.0	7.4		
<b>Distancia al Plato (cm):</b>			6.05	6.08	<b>PROM:</b> 6.06		<b>Densidad Compactada:</b> 1.98						15.79	0.47

**Tiempo de saturación:** 6horas 24 min  
**Tiempo de Reposo:** 1 horas

**ENSAYO DE PERMEABILIDAD CON CABEZA CONSTANTE**

MUESTRA #:	Zona D Max 25% finos		OPERADOR:	Luis Rodriguez	
CODIGO:	Referencia Columna 4		FECHA:	29/10/2019	
DESCRIPCION:	Zona - "D"		EQUIPO #:	Celda	2
Distancia a Base Celda:	21.81 cm	Peso de Celda+Bentonita:	18032.0 g	Diámetro de Celda:	23.4783 cm
Distancia a Plato:	4.15 cm	Peso de Celda y Muestra:	31545.5 g	Area de Celda:	432.94 cm <sup>2</sup>
Altura de Muestra I:	17.65 cm	Peso de Muestra seca:	13513.5 z	Volumen de Muestra:	7642.19 cm <sup>3</sup>
Humedad de Muestra:	0.00 %	Densidad Inicial:	1.70 g/cm <sup>3</sup>	Constante Bureta:	45.77 ml/cm
pH de Muestra:		Densidad Inicial (Seca):	1.77 g/cm <sup>3</sup>	Humedad Final de Muestra:	%
					%Finos (-200M) 25.4
				Altura de Ingreso:	36.20 cm
				Altura de Salida:	28.70 cm
				Cabeza Hidráulica:	7.50 cm
				Gradiente:	0.42488103

Altura simulada (m)	Carga Aplicada (Kg)	Tiempo inicio (seg)	Tiempo final (seg)	Variación de Tiempo (seg)	Nivel de Columna (inicio)	Nivel de Columna (final)	Variación de volumen (cm <sup>3</sup> )	Altura de Cabeza (cm)	Altura de Cola (cm)	Cabeza Hidráulica (cm)	Permeabilidad (cm/seg)	Permeabilidad (lt/h-m <sup>2</sup> )	Altura Final = d1-d2' (cm)	Lf Hidraulica Gradiente
0	0	0	483	483	56.0	56.5	22.89	36.2	28.7	7.5	2.58E-04	9.3		
		0	484	484	56.5	57.0	22.89	36.2	28.7	7.5	2.57E-04	9.3		
		0	486	486	57.5	58.0	22.89	36.2	28.7	7.5	2.56E-04	9.2		
		0	480	480	58.0	58.5	22.89	36.2	28.7	7.5	2.59E-04	9.3		
					483			22.885	36.2	28.7	7.5	2.58E-04		
Distancia al Plato (cm):			4.16	4.12	PROM:	4.14	Densidad Compactada:	1.77 g/cm <sup>3</sup>					17.67	0.42
10	736	0	1297	1297	59.0	59.5	22.89	36.2	28.7	7.5	9.20E-05	3.3		
		0	1290	1290	59.5	60.0	22.89	36.2	28.7	7.5	9.25E-05	3.3		
		0	1290	1290	60.0	60.5	22.89	36.2	28.7	7.5	9.25E-05	3.3		
		0	1294	1294	60.5	61.0	22.89	36.2	28.7	7.5	9.23E-05	3.3		
					1293			22.9	36.2	28.7	7.5	9.24E-05		
Distancia al Plato (cm):			4.87	4.86	PROM:	4.87	Densidad Compactada:	1.84 g/cm <sup>3</sup>					16.94	0.44
16	1178	0	3217	3217	61.5	62.0	22.89	36.5	28.7	7.8	3.50E-05	1.3		
		0	3187	3187	62.0	62.5	22.89	36.5	28.7	7.8	3.53E-05	1.3		
		0	3182	3182	62.5	63.0	22.89	36.5	28.7	7.8	3.54E-05	1.3		
		0	3191	3191	63.0	63.5	22.89	36.5	28.7	7.8	3.53E-05	1.3		
					3194			22.9	36.5	28.7	7.8	3.53E-05		
Distancia al Plato (cm):			5.20	5.18	PROM:	5.19	Densidad Compactada:	1.88 g/cm <sup>3</sup>					16.62	0.47

Tiempo de saturación: 8 horas 38 min  
 Tiempo de Reposo: 1 horas

## **ANEXO 3**

# **PROCEDIMIENTOS DE ENSAYOS**

## **Procedimiento de Ensayo de Permeabilidad ASTM D-2434**

### **1. Muestreo**

- Obtener una muestra de aproximadamente 50 kilos según protocolo de muestreo.
- Tamizar la muestra sobre la malla de 1 ½” y retirar el mineral +1 ½”.
- Mezclar el compuesto trasladando y creando un nuevo material apilado 3 veces.
- Aplanar y cuartear el material apilado mezclado ya sea con un panel cuarteador o una pala mecánica de punta cuadrada.
- Colocar las muestras individuales dentro de bolsas plásticas grandes e identificar el tipo de muestra de ensayo y ensayar la muestra identificada (fecha y período de trabajo).

### **2. Calibración de la Celda**

- Tener la celda, plato y mallas de geotextil; limpios y secos.
- Colocar las 4 mallas y el plato en el interior de la celda; medir con el vernier digital la altura del borde de la celda al plato que se encuentra en la parte inferior de esta celda.
- Determinar con el vernier, tres diámetros del interior de la celda y promediarlos. Con este dato calcular el área de la celda.

### **3. Preparación del molde**

- Una vez calibrada la celda, se procede a retirar la tapa y las mallas del interior.
- Preparar la pasta de bentonita en una bandeja, agregando bentonita y agua hasta que la mezcla sea pastosa.
- Colocar un anillo de pasta de bentonita de aproximadamente 0.1 a 1 cm de espesor y de 3 a 5 cm de altura a lo largo de la pared interna del molde. Este anillo

debe ser colocado lo más cerca de 3 cm a la base del molde (usar ligera presión de los dedos para formar un buen sello).

- Limpiar cualquier exceso de pasta de bentonita, desde el interior.
- Colocar cuidadosamente las dos mallas en la base de la celda sin desmoronar el anillo de bentonita y chequear de que no exista pasta sobre las mallas.
- Pesar la celda con las cuatro mallas y la tapa perforada y anotar el peso.

#### **4. Preparación del espécimen**

- Usando un cucharón de boca cuadrada, bajar el cucharón dentro del molde y colocar el mineral usando un movimiento rotativo (girando) para una uniforme distribución.
- Continuar esto hasta que la masa mínima requerida para el ensayo haya sido colocada. Ser cuidadoso para reubicar cualquier pieza grande que pueda estar en contacto con la pared del molde interior.
- Colocar la malla superior / geotextil o dos piezas de malla sobre la parte superior de la muestra.
- Consolidar la muestra golpeando los lados del molde o generosamente golpear el molde lleno desde una distancia aproximada de 5 cm desde el piso.
- Insertar el plato perforado de distribución de carga y generosamente apisonar la superficie con un martillo o mazo. La idea es remover las irregularidades de la superficie que puedan resultar en mediciones erróneas de los cambios de altura.
- Pesar y registrar la masa del molde y material. La diferencia entre el molde y estos componentes, y el molde lleno con mineral y componentes, debería registrarse como masa de suelo húmeda.

- Registrar la altura desde la parte superior del molde al plato de distribución de carga.
- Calcular la densidad inicial húmeda y ajustar al rango de 1.60 – 1.65 gr/cm<sup>3</sup> adicionando más aglomerado de mineral si es necesario.
- Chequear para verificar que el nivel del plato de distribución de carga es por lo menos no más alto que la boca del canal de salida de flujo del molde.
- Colocar el permeámetro en el marco de carga y conectar la línea de ingreso de agua.

## 5. Saturación

- Colocar la celda conteniendo el material a ensayar sobre el bastidor del equipo de permeabilidad.
- Realizar un chequeo visual del tubo interior del tanque de cabeza y verificar que esta altura se aproxime a la altura del molde.
- Llenar el tanque de cabeza con agua. Asegurarse de usar las dos válvulas de ventilación durante el llenado de agua.
- Retirar las dos válvulas de ventilación y abrir lentamente la válvula del tanque de reservorio (hasta 1/3 del total del giro de la válvula) hasta que salga del tubo interior, una burbuja por segundo. Se permite que la burbuja salga en una relación que no exceda a 5 por segundo.
- Dejar saturar por espacio de una hora hasta que el agua rebose por la boca de salida de la celda. Cerrar la válvula.
- Dar golpes a los lados de la celda con un martillo de goma para liberar cualquier aire atrapado y dejar en reposo durante una hora hasta lograr completa saturación de la muestra. Preferentemente dejar un mínimo de 12 horas de saturación.

## 6. Aplicación de la Carga

- Colocar los espaciadores (pines) sobre el plato de distribución de carga para minimizar la distancia que necesita extender la corona del pistón.
- Calcular el esfuerzo normal, basado sobre una densidad equivalente a la altura del apilado del material.

$$P = \frac{d \cdot A \cdot h}{10}$$

Donde P : esfuerzo aplicado, expresado en Kilos.

d : densidad de la muestra, expresado en g/cm<sup>3</sup>.

A : area transversal de la celda, en cm<sup>2</sup>.

h : altura simulada, en metros.

- Determinar la carga normal verdadera de acuerdo a la curva de calibración de cada equipo de permeabilidad.
- Cerrar la válvula para la bomba hidráulica y aplicar lentamente la fuerza normal.

## 7. Permeación

- Con la válvula de ingreso cerrada seguir los pasos de saturación para rellenar el tanque cabeza y llenarlo casi toda su capacidad.
- Chequear que el nivel de cabeza no sea más de 5 cm. Menos cabeza en los esfuerzos más bajos, es mejor que más cabeza.
- Una sugerencia es que los gradientes usados no excedan a aquellos recomendados para el ensayo de permeabilidad de pared flexible en la norma ASTM D5084.
- Abrir la válvula de ingreso ligeramente y empezar la Permeación.

- Dependiendo de las condiciones de flujo, permitir por lo menos unos pocos minutos o al menos 100 ml de solución para pasar a través del espécimen antes de tomar la lectura inicial.
- Registrar el nivel del manómetro y hora de empezar el ensayo.
- Para varios incrementos de tiempo, registrar el nivel del manómetro y calcular el coeficiente de permeabilidad para un mínimo de 4 pruebas.
- Continuar este proceso hasta que ninguna lectura individual del ensayo, utilizando un método de cálculo de promedio móvil, sea más grande que +/- 25% desde el valor medio.
- Para relaciones de flujo más bajas, mayor tiempo será requerido. Esto puede ser contrarrestado por el incremento en la cabeza. Sin embargo, los incrementos no deberían ser más grandes que 3 cm para cualquier tiempo.
- Después de completar los ensayos de flujo para cualquier esfuerzo individual, remover la fuerza normal abriendo la válvula de la bomba. Después de un par de minutos, aplicar los próximos esfuerzos al espécimen usando los pasos señalados en la sección de aplicación de la carga.
- Repetir los pasos señalados en la sección de aplicación de la carga normal hasta que los ensayos de flujo para todas las cargas del proyecto han sido completados.
- Calcular el coeficiente de permeabilidad al final de cada ensayo. Prestar cuidadosa atención para las condiciones de flujo que incrementan sobre el rango de los esfuerzos dados. Esto puede ser una indicación de ya sea que el aire atrapado está siendo removido desde el movimiento de partículas o gradientes excesivos han originado una tubificación.

## 8. Después del Ensayo

- Es una buena práctica examinar la superficie de la muestra de ensayo cuando el ensayo ha sido completado.
- Es fácilmente realizado removiendo la superficie de agua y vaciar. Condiciones de tubificación y trayectoria de flujo son rápidamente vistos.
- Además, es buena práctica remover el material desde el molde. El método más usado, llevado a cabo con la finalidad de conseguir la forma del espécimen compactado, es volteando el molde de cabeza y golpeando los lados del molde. Materiales no cohesivos no mantendrán su forma.
- Generosamente jalar la muestra aparte y observar el espécimen compactado. Obvios vacíos se verán.
- Registrar cualquier variación para el procedimiento o cualquier observación inusual en el ensayo.

Nota: Los resultados de permeabilidad mayores o iguales a  $1.0 \times 10^{-3}$  cm/seg serán considerados como buena permeabilidad (este valor equivale a una percolación de 36 Lt/Hr/m<sup>2</sup>).

## PROCEDIMIENTO DE CIANURACION EN COLUMNA DE 6” Ø

### 1. PREPARACION DE MUESTRAS

La preparación del mineral se inicia con el blending de las muestras de La Quinoa Sur y Cerro Negro Oeste de acuerdo a las proporciones establecidas. Se homogeniza todo el material mezclado y se pasa por las mallas 1 ½”, 1”, ½”, ¼” y 8 mallas toda la muestra de mineral, se anotaron los pesos por cada malla, luego se homogenizo, cuarteo para cargar a la columna de 6 pulgadas de diámetro.

### 2. CODIFICACIÓN

#### 2.1 Codificación de columnas. -

Las columnas recepcionadas tienen el siguiente formato de codificación:

**Tabla 1. Formato de Codificación de columnas**

	<b>Columna 1</b>	
	<b>50 ppm</b>	
<b>INICIO DE LIXIVIACION</b>	<b>: 01-10-20xx</b>	
<b>INICIO DE LAVADO</b>	<b>: 30-12-20xx</b>	
<b>INICIO DE DRENAJE</b>	<b>: 31-12-20xx</b>	
<b>H<sub>inicial</sub>:</b>		<b>H<sub>final</sub>:</b>

#### 2.2 Codificación de baldes.-

Los baldes de solución rica y barren son previamente pesados e identificados.

<p><b>Solución Rica</b></p> <p><b>Columna 1</b></p> <p><b>50 ppm CN-</b></p> <p><b>Tara : 335.2 g</b></p>
---

### 3. INSTALACIÓN.-

#### 3.1 Instalación de Bomba.-

Para el regado de la solución barren se utiliza una bomba peristáltica con sus respectivos cabezales, controladores de flujo y mangueras.



Fig. 1 Cabezal y controlador de flujo

Tabla 2

Equipos	Diametro de columna
Bomba (R.P.M)	100
N° Cabezales	14
N° Mangueras	14

#### 3.2 - Instalación de columnas.-

##### 3.2.1 Columnas de 6" Ø

Estas columnas son de material acrílico y son colocadas sobre una estructura metálica bien niveladas como se muestra en la figura 2.



Fig.2 Columnas de lixiviación de 6” de diámetro

#### 4. FORMA DE RIEGO.-

El regado de las columnas es por goteo.

##### 4.1 *Columnas de 6” Ø.-*

El regado de esta columna es de un punto, la cual la manguera debe estar ubicada en el centro para que la solución barren se distribuya uniformemente, en lo posible que caiga sobre una roca. Fig.6



Fig. 3 Arreglo de manguera de riego en parte superior de la columna

## 5. FLUJO DE RIEGO

El flujo de riego para las columnas se muestra en la tabla 4. Se recomienda medir el flujo 2 veces al día, tomar como referencia el volumen de la solución rica si está por debajo de este volumen chequear la bomba, mangueras u otro desperfecto.

**Tabla 4. Flujo de Riego para Columnas de 6 “de diámetro.**

<b>Diámetro Columna</b>	<b>Ratio Percolación (L / h * m<sup>2</sup>)</b>	<b>Flujo (ml / min)</b>	<b>Volumen Diario de Solución Rica (L)</b>
6”	10	3.1	4.4

## 6. LAVADO, DRENAJE Y DESCARGA

### 6.1 Lavado

El lavado se inicia cuando la ley de oro en la solución sea 0.0 ppm y que esto se repita por lo menos 3 días seguidos en forma continua.

El lavado de las columnas se realiza con agua potable que no debe tener la presencia de oro, plata, cobre y mercurio para ello se analiza el agua por los elementos mencionados como también su pH.

El lavado concluye cuando el cianuro libre sea menor a 1.00 mg / L ( CN -< 1.00 mg / L)

### 6.2 Drenaje

Terminado la etapa de lavado se inicia la etapa de drenaje, se monitorea la columna hasta que no drene solución. El monitoreo de drenaje se efectúa cada 24 horas hasta que se agote la solución. El monitoreo se efectúa cada intervalo de tiempo según el siguiente ejemplo:

FECHA	TIEMPO H	TIEMPO h	OBSERVACIONES
01/12/20xx	09:00	0	Inicio de drenaje.
02/12/20xx	09:30	0.5	
03/12/20xx	10:00	1	
04/12/20xx	11:00	2	
05/12/20xx	13:00	4	
06/12/20xx	17:00	8	
07/12/20xx	09:00	24	
08/12/20xx	09:00	48	
09/12/20xx	09:00	72	
10/12/20xx	09:00	96	

Se mide el volumen de las soluciones, pH, CN libre y sus respectivas leyes.

### 6.3 Descarga

Finalizado el drenaje se procede al descargado de la columna, colocando el mineral en bandejas para trasladarlo al horno de secado. Después de 8 horas, se deja enfriar las bandejas y se tamiza en seco por mallas 1.5", 1", 1/2", 1/4", 8M. Luego se anota el peso por mallas para el análisis granulométrico de la columna descargada. Posteriormente se homogeniza y cuartea cada porción de malla y se envían las muestras al laboratorio químico para el análisis de la ripio.

## 7. MONITOREO DE COLUMNAS

### 7.1 Columnas de 6"Ø

#### 7.1.1 Preparación de solución barren con una fuerza de CN<sup>-</sup> 50 mg/L

Se prepara en un balde de aproximadamente de 20 Litros, el agua a utilizar no debe tener presencia de oro, plata, cobre y mercurio.

A los 20 L se agrega NaOH elevando su pH a 10.0 – 10.5, para evitar la formación de ácido cianhídrico, a razón de 1.5 g de soda por punto de pH.

Luego se agrega NaCN para llevarlo a una concentración de 50 mg/L de cianuro libre.

Por ejemplo:

¿Cuánto se necesita de NaCN para preparar 20 L de solución a una concentración de 50 mg/L de cianuro libre?

$$\text{NaCN} = 50 \text{ mg/L CN}^- * 20 \text{ L} * 49 / 26 = 1885 \text{ mg o } 1.885 \text{ gramos}$$

Luego se titula la solución preparada con Nitrato de Plata y Rodanina para comprobar la concentración de 50 mg/L de cianuro libre, para esto se realiza lo siguiente:

$$\text{Volumen de muestra} = 100 \text{ ml}$$

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 7.14 \text{ ml}$$

$$\text{Factor de [CN}^-] : F = 3.50$$

Aplicando la siguiente formula:

$$\text{CN}^- \text{ libre} = \underline{F * (\text{Gasto de AgNO}_3) * 200} \dots\dots(1)$$

### ***CAPÍTULO 1.***

### ***Volumen de muestra***

Obteniendo el siguiente resultado:

$$\text{CN}^- \text{ libre} = 49.98 \text{ mg / L}$$

Luego, se mide el pH de la solución barren que va ser alimentado y esto es reportado en la Hoja de Control Diario de Columnas (ver Anexos).

#### **7.1.2 Alimentación de la solución barren (Inicio de la Lixiviación).-**

Una vez que se tenga el sistema listo y preparada la solución barren se procede a cargar dicha solución a los baldes respectivos reportando el peso de ambos en la Hoja de control Diario (Solución Barren + Balde)



Fig. 4 Pesado de solución barren

### 7.1.3 Percolación de la Solución Rica.-

Iniciada la alimentación se espera que percollé demorando de uno a tres días dependiendo de la permeabilidad del mineral.

### 7.1.4 Muestreo de la solución rica.

Una vez que percoló la solución rica en un tiempo de 24 horas, mantener siempre este rango de tiempo para esperar una solución rica de 4400 ml aproximadamente (de acuerdo al flujo de regadío).

Pasos:

- Tener Hoja de Control Diario con los códigos de las columnas en forma ordenada.
- Anotar la fecha y hora de inicio del muestreo de las soluciones en la Hoja de Control Diario.
- Empezar el muestreo de la solución rica, la cual se encuentra depositado en los baldes de la parte de abajo.



Fig. 5 Muestreo de la solución rica.

- Pesar el balde (solución rica + balde) y anotar en la Hoja de Control Diario.
- Del primer balde que pesamos, sacamos 500 ml de muestra en el frasco.



Fig. 6 Extracción de solución rica en frasco de 500 ml.

- Los frascos deben estar ordenados según el orden de la Hoja de Control Diario, para facilitar el muestreo y evitar equivocaciones.
- Lo sobrante de solución rica en el balde, se vierte en el cilindro de desecho de soluciones.
- Luego el balde se coloca en la parte de abajo de la columna muestreada.
- Se sigue la misma secuencia, para las demás columnas.

- Codificar los tubos de ensayo.
- Coger el frasco que contiene la solución rica y verter al tubo 10 ml para ensaye de oro, plata, cobre



Fig.7 Extracción de muestra en tubo de ensayo para análisis.

- Colocar los tubos en la gradilla siguiendo el orden de la hoja de Control Diario, ordenando de izquierda a derecha de atrás hacia adelante.
- Una vez retirado la muestra de solución para ensayes y contra muestra se procede a medir el pH en los frascos, de esta manera se evita contaminar las muestras.
- A la vez que se mide el pH se va titulando el cianuro libre.
- Una vez terminada esta secuencia de muestreo, se procede a llenar los códigos de los tubos en el Formato de Envío de muestras

#### 7.1.5 Alimentación Diaria de la Solución Barren

Terminado el muestreo diario de la solución rica se empieza a cargar la solución Barren, la cual se encuentra en la parte superior del andamio.

##### **Pasos:**

- Sacar las mangueras de línea de los baldes con mucho cuidado y colocarlos en un costado de la base superior del andamio, para evitar que caiga solución a los baldes de abajo.



Fig. 8 Cargado de la solución barren

- Bajar los baldes de solución BARREN, con mucho cuidado.
- Pesarse balde + solución BARREN y anotar este peso en la Hoja de Control Diario
- Llenar al balde con la nueva solución de cianuro aproximadamente de 5 a 6 L. Pesando solución + balde y anotando en la Hoja de Control Diario
- Subir el Balde a la parte superior del andamio y colocarlo encima de la columna que tiene su misma codificación.
- Anotar la hora de arranque en la Hoja de Control Diario.
- Verificar que de todas las mangueras estén cayendo las gotas y controlar el flujo de entrada ( $F/E=3,0-3,1$  ml/min).
- Se sigue la misma secuencia de muestreo para los demás baldes.

## **8.0 TITULACION DE SOLUCION RICA Y BARREN**

Para realizar la determinación de cianuro libre se debe contar con lo siguiente:

1. Vaso precipitado.
2. Agitador Magnético con su respectiva pastilla.
3. Balanza electrónica.
4. Bureta digital.
5. Solución de Nitrato de Plata ( $AgNO_3$ )

6. Rodanina al 1% ( indicador )



Fig. 9 Equipo de titulación

**8.1 Pasos:**

- El vaso tiene que estar limpio y seco al igual la pastilla magnética.
- Tarar en la balanza eléctrica el vaso con la pastilla magnética y verter la muestra de solución a titular al vaso.
- La cantidad de la muestra de solución a titular va a depender de la concentración de cianuro, por ejemplo:

**Tabla 5**

Concentración de cianuro de la muestra (mg/L)	Volumen de muestra aprox. a tomar (ml)
50	100
150	50
250	10 - 15
2000	5 -10
*De lavado	200

\*Cuando la columna se está lavando se toma alrededor de 200 ml de muestra de solución para titular.

- Anotar este peso en la Hoja de Control Diario.
- Colocar el vaso con la muestra de solución pesada en el agitador magnético.

- Regular la velocidad de agitación.
- Adicionar entre 4-5 gotas de RHODANINA la cual toma una coloración amarillo claro.
- Enseguida se agrega la solución de Nitrato de plata hasta tomar una coloración grosella (rosado tenue) mediante una bureta digital.
- Anotar el gasto de Nitrato de Plata en la Hoja de Control Diario.
- Desechar la solución titulada en el cilindro de desecho de soluciones.
- Lavar el vaso con la pastilla magnética lo suficiente y secarlo para evitar contaminar la siguiente muestra de solución a titular.
- Continuar la misma secuencia para las demás muestras.

## 8.2 Cálculo de CN<sup>-</sup> libre

$$\text{CN}^- \text{ libre} = \frac{F * \text{Gasto de AgNO}_3 * 200}{\text{Volumen de muestra}}$$

Donde:

Gasto de AgNO<sub>3</sub> : ml

Volumen de muestra : ml

Estos datos se anotan en la Hoja de Control Diario de Columnas.

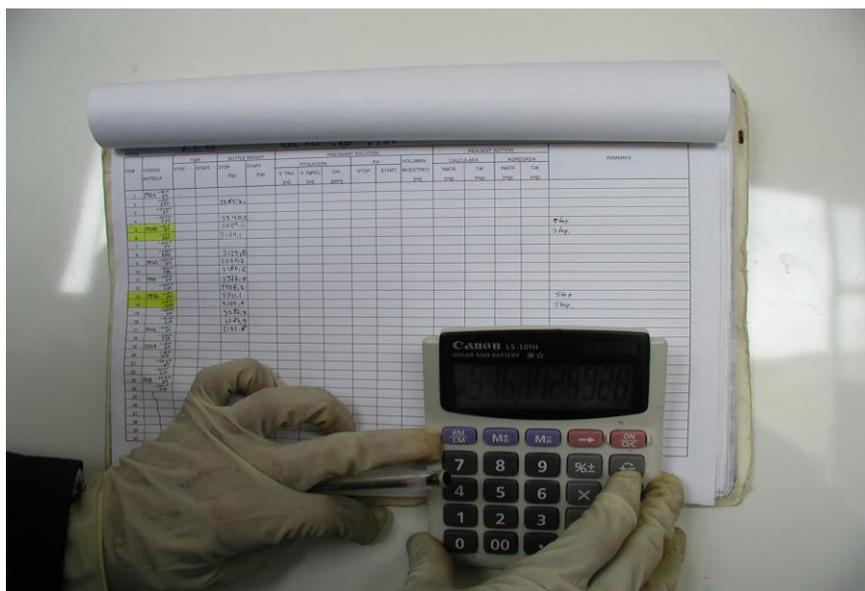


Fig. 10 Hoja de Control Diario

## **ANEXO 4**

### **FOTOS**



Foto 3. Coordinación de carguío y acarreo en Tajo Tapado Oeste de la Quinua

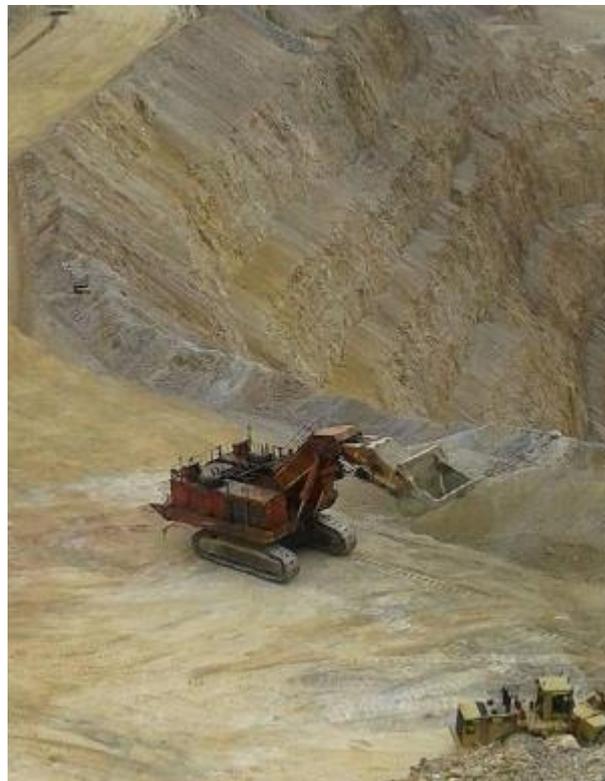


Foto 4. Pala en el banco 3862 del tajo Tapado Oeste de la Quinua



Foto 5. Tesista en el tajo Tapado Oeste de la Quinua



Foto 6. Tesista en el tajo Tapado Oeste de la Quinua



Foto 7. Camión CAT 779 saliendo del banco 3862 del tajo Tapado Oeste de la Quinua



Foto 8. Camión CAT 779 ingresando a la etapa 2 del Pad la Quinua



*Foto 9.* Camión CAT 779 descargando mineral a la etapa 2 del Pad la Quinua



*Foto 10.* Piso compacto por el tránsito de equipos gigantes en un lift en la etapa 2



Foto 11. Prueba de percolación en la parte superior del mineral descargado



Foto 12. Muestreo de mineral en el banco 3862 del tajo Tapado Oeste



*Foto 13. Muestreo de mineral en un lift de la etapa 2 del pad La Quinoa*



*Foto 14. Mineral de La Quinoa Sur*