



UNIVERSIDAD
PRIVADA
DEL NORTE

FACULTAD DE INGENIERIA

CARRERA DE INGENIERIA DE MINAS

“INFLUENCIA DEL BLENDING DE MINERALES CON ALTERACIONES DE SÍLICE EN LA PERCOLACIÓN POR LIXIVIACIÓN, LUCANAS - AYACUCHO 2017”

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor:

Bach. José Pastor Cárdenas

Asesor:

Mg. Ing. Elmer Ovidio Luque Luque

Cajamarca – Perú

2018

APROBACIÓN DE LA TESIS

El asesor y los miembros del jurado evaluador asignados, **APRUEBAN** la tesis desarrollada por el Bachiller José Pastor Cárdenas, denominada:

"INFLUENCIA DEL BLENDING DE MINERALES CON ALTERACIONES DE SÍLICE EN LA PERCOLACIÓN POR LIXIVIACIÓN, LUCANAS – AYACUCHO 2017."

Mg. Ing. Elmer Ovidio Luque Luque
ASESOR

Ing. Roberto Severino Gonzales Yana
JURADO
PRESIDENTE

Ing. Shonel Miguel Cáceres Pérez
JURADO

Mg. Ing. Maryuri Yohana Vega Eras
JURADO

DEDICATORIA

Dedico esta tesis a:

Dios, por haberme permitido llegar hasta este punto y haberme dado salud para lograr mis objetivos, además de su infinita bondad y amor.

A mi madre Vilmita, por haber creído en mí, y en el proyecto emprendido de mi segunda carrera, aunque ahora mi mamá no me acompañe en vida, sé que se siente orgullosa desde el cielo por mí. Te quiero mucho.

A mis padres y hermanos, por compartir mis metas y apoyarme con sus palabras de aliento a salir adelante en todo lo emprendido, los quiero mucho.

A mi esposa e hijos, por su paciencia, apoyo y amor; que me mostraron desde el inicio de este proyecto y que ahora ha culminado con éxito.

Por su amor que me inspira a seguir creciendo como persona y profesional, les dedico esta tesis. Los amo mucho

José Pastor.

AGRADECIMIENTO

Un agradecimiento super especial a mi hermosa familia por entender que e sacrificado mi tiempo familiar, para poder lograr el objetivo de mis estudios, y ahora celebramos juntos esta meta cumplida.

Mi agradecimiento a mi maestro y amigo Ing. Víctor Eduardo Alvarez León, que gracias a él se logró hacer realidad este proyecto de tesis, por apoyarme en el tiempo que duro mi formación académica y por brindarme su amistad que seguirá cultivándose en el tiempo.

A la plana docente de la Universidad Privada del Norte, que gracias a sus enseñanzas hicieron posible nuestra formación profesional.

José Pastor.

INDICE DE CONTENIDOS

	pág.
APROBACIÓN DE LA TESIS	ii
DEDICATORIA.....	iii
AGRADECIMIENTO	iv
ÍNDICE DE TABLAS.....	vii
ÍNDICE DE FIGURAS	viii
RESUMEN.....	ix
ABSTRACT.....	x
CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN.....	11
1.1. Realidad problemática.....	11
1.2. Formulación del problema	12
1.3. Justificación	13
1.3.1 Justificación teórica	13
1.3.2 Justificación práctica	13
1.3.3 Justificación valorativa	13
1.4. Limitaciones	13
1.5. Objetivos.....	13
1.5.1. Objetivo General	13
1.5.2. Objetivos Específicos	14
CAPÍTULO 2. MARCO TEÓRICO	15
2.1. Antecedentes.....	15
2.2. Bases Teóricas	17
2.2.1. Depósitos epitermales	17
2.2.1.1 Clasificación de los Depósitos Epitermales	18
2.2.1.2 Depósitos de Alta Sulfuración (High Sulfidation Deposits).....	20
2.2.2. Alteración hidrotermal	22
2.2.2.1 Alteraciones Hidrotermales en Depósitos de Alta Sulfuración	23
2.2.3. El blending de minerales	24
2.2.4. La percolación.....	25
2.2.5. Análisis granulométrico (tamizado).....	27
2.3. Definición de términos básicos	28
2.4. Hipótesis	30

	pág.
2.4.1. Hipótesis General	30
2.4.2. Hipótesis Específicos.....	30
CAPÍTULO 3. METODOLOGÍA.....	31
3.1. Diseño de investigación.	32
3.1.1. Según el propósito:	32
3.1.2. Según el diseño de investigación:.....	32
3.1.3. Según el tipo de investigación experimental:	32
3.2. Unidad de estudio	33
3.3. Población	33
3.4. Muestra.....	33
3.5. Técnicas, instrumentos y procedimientos de recolección de datos	33
3.5.1. Técnicas de recolección de datos	33
3.5.2. Instrumentos y materiales	33
3.5.3. Preparación de muestras de mineral y soluciones en las pruebas experimentales.....	36
3.5.4. Procedimiento de recolección de datos.....	38
3.6. Métodos, instrumentos y procedimientos de análisis de datos	39
CAPÍTULO 4. DESARROLLO.....	40
CAPÍTULO 5. RESULTADOS	46
CAPÍTULO 6. DISCUSIÓN.....	55
CONCLUSIONES	57
RECOMENDACIONES	58
REFERENCIAS.....	60

ÍNDICE DE TABLAS

	pág.
Tabla 1 Minerales de diagnóstico a varios estados de pH, estados de sulfuración y oxidación, usados para distinguir ambientes epitermales formadores de mineral.....	20
Tabla 2 Características de mangueras utilizadas en bombas peristálticas.....	27
Tabla 3 Definición operacional de las variables.....	31
Tabla 4 Esquema del proceso experimental con diseño cuasi-experimental.	32
Tabla 5 Matriz de mezclas de mineral por alteraciones SA, SGC, SM para pruebas de percolación y granulometría -200 mallas.	36
Tabla 6 Ruta 1 de acceso a la Unidad Minera.	40
Tabla 7 Ruta 2 de acceso a la Unidad Minera.	41
Tabla 8 Resultados de percolación y su análisis estadístico.	46
Tabla 9 Resultados del análisis granulométrico (% -200 mallas) y su estadística.	49
Tabla 10 Estimación del tiempo de drenado en función de la percolación y % granulometría -200 mallas	53

ÍNDICE DE FIGURAS

	pág.
Figura 1 Modelo de yacimientos Epitermales. (Hedenquist, 1987)	18
Figura 2 Modelo Idealizado de mineralización en los sistemas hidrotermales. Alta versus baja Sulfuración. (Corbett, 2005)	22
Figura 3 Alteración y control estructural - complejo volcánico tambillos.....	43
Figura 4 Percolación en función del blending de minerales por alteración	46
Figura 5 Percolación en función de la alteración pura (100% alteración)	48
Figura 6 Percolación en función del blending de sílice alunita y sílice granular compacta	48
Figura 7 Percolación en función del blending de sílice alunita y sílice masiva	49
Figura 8 % granulometría -200 mallas en función de la alteración pura (100% alteración)	50
Figura 9 % granulometría -200 mallas en función del blending de sílice alunita y sílice granular compacta	51
Figura 10 % granulometría -200 mallas en función del blending de sílice alunita y sílice masiva	52
Figura 11 Percolación y tiempo de drenado en función del blending de alteraciones.	53
Figura 12 Percolación y tiempo de drenado en función de la granulometría % -200 mallas.....	54

RESUMEN

La presente tesis tiene por objetivo principal, determinar la influencia del blending de minerales con alteraciones de sílice, en la percolación por lixiviación en pruebas de laboratorio en columnas. Además 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 determinar 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 % 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.

PALABRAS CLAVE: Alteración, alunita, argílico, blending, epitermal, percolación, sílice.

ABSTRACT

The main objective of this thesis is to determine the influence of the blending of minerals with silica alterations in percolation by leaching in laboratory tests in columns. In addition, determine at laboratory level the proportion of blending and% -200 mesh of minerals with alterations of massive silica, granular silica mixed with silica alunite; and its influence on the percolation of the cyanide solution. Also determine the proportion of blending of minerals more optimal to improve the percolation of cyanide solution.

The experimental study was conducted using minerals from a mine located in the province of Lucanas, Ayacucho; where the domain of the silica alterations are alunite silica alterations, and this alteration is characterized because the gold is free in a matrix of thin silica alunite of low percolation. To this alteration of silica alunite SA the blending was performed in proportions with the compact granular silica SC and massive silica SM.

The presence of the three alterations presented by the ore extracted from the mine in Lucanas, cause variations in the percolation that does not guarantee the permanence, constancy and sustainability of the Au law, for which it is necessary to standardize the blending of minerals and thus obtain more efficient and technological management of the mixture of minerals in the pad.

The result of the study concluded that there is a significant influence of the blending of minerals with silica alterations in percolation by leaching. Likewise, it is concluded that the% granulometry - 200 mesh of the mineral blending of the alterations, is inversely proportional to the percolation; that is, at a lower% granulometry - 200 mesh of mineral blending, the higher the percolation ratio of the cyanide solution, making all blending proportions with silica alunite.

It is also concluded that the most optimal blending ratio with silica alunite SA, consists of tests 6 and 9, which have acceptable percolation. That is to say if the silica alunite SA, is mixed with granular silica compact SGC, in 25% SA + 75% SGC, the percolation is increased to 1.87 m / day because the amount of fines provided by the mixture is 7.22 % - 200 mesh If the silica alunite SA, is mixed with massive silica SM, in 25% SA + 75% SM, the percolation is increased to 1.90 m / day because the amount of fines provided by the mixture is 4.32% -200 tightts.

KEY WORDS: Alteration, alunite, argillic, blending, epithermal, percolation, silica.

CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad problemática

Actualmente la tecnología de extracción de metales preciosos por lixiviación en pilas ha sido la más desarrollada en las dos últimas décadas para el tratamiento de minerales de oro-plata de baja ley. Para lixiviar un mineral en pilas, la característica fundamental es que los minerales tienen que permitir que las soluciones lixiviantes puedan difundirse y llegar a todas las partículas y poder disolver el oro, diseminado en el mineral. En algunos minerales la presencia de abundante contenido de finos menor a malla 200 (- 75 micras) forma masas compactas y origina segregación de partículas durante la formación del pad o amontonamiento del mineral. (Tremolada, 2011).

En la operación de lixiviación en pilas la presencia y/o contenido elevado de arcillas asociados a los minerales de oro plata de baja ley, $< 0.8 \text{ gr Au/TM}$, constituye un reto tecnológico a fin de minimizar y/o atenuar su efecto en la recuperación metalúrgica del oro (Tremolada, 2011).

La arcillas y la cantidad de finos (%) en el mineral, disminuyen la percolación por lo que las empresas mineras emplean el blending con minerales arenosos y porosos que mejoran la percolación. El lixivante líquido cianuro se mueve más rápido a través de minerales arenosos que a través de minerales con alto contenido de arcillas. Debido a que los minerales de textura arcillosa tienen poros muy finos que retienen o demoran el pasaje del agua. Por lo general los minerales arenosos que tienen poros más gruesos son más permeables que los minerales arcillosos (Tremolada, 2011).

El blending de mineral, es una actividad cotidiana y uno de los principales problemas en la industria minera; en la mayoría de los yacimientos existen minerales con diferente composición y características químicas, que la hace indispensable para alimentar a las plantas de beneficio mineral con calidad más o menos uniforme y aprovechar las reservas al máximo (Peralta, 1991).

El ratio del riego determinado en la operación es un factor preponderante en la extracción de valores de oro y plata de la pila de mineral. Se ha implementado el control de riego llevándose un registro por cada celda, de los caudales, determinándose que los flujos obtenidos están por encima de los 7.6 l/h/m^2 y en algunas celdas sobrepasa los 10 lt/hr/m^2 . Este flujo de operación está limitado por el número de celdas y el área de riego,

dependiendo directamente del volumen de bombeo en las bombas. Cada vez que se incremente la altura dinámica se está perdiendo capacidad de bombeo (Tremolada, 2011).

Las alteraciones de la mina de Lucanas en el departamento de Ayacucho, son típicas de un sistema ácido sulfato (epitermal de alta sulfuración), a pesar de que gran parte de la zona mineralizada está cubierta, se puede observar claramente un zonamiento característico de este tipo de yacimientos, con cuerpos silicificados en la parte central principalmente con Sílice Masiva (SM), Sílice Granular (SG) y en menor cantidad de Sílice Alunita (SA); hacia afuera a las alteraciones Sílice Vuggy (SV), Sílice Clay (SC) y propilítica (Apumayo, 2010).

La gran variabilidad en las características químicas del mineral del yacimiento, ha generado que se realice pruebas de blending de minerales en columnas para determinar la percolación de la solución lixivante; a fin de contar con un adecuado y eficaz proceso de Lixiviación, para garantizar la permanencia, constancia y sostenibilidad de la ley, asimismo mantener un adecuado ritmo de producción de oro. Por este motivo se requiere que se realice este estudio para conocer la influencia del blending de minerales con alteraciones de sílice en la percolación, mediante lixiviación con pruebas a nivel de laboratorio y proponer los resultados del blending, con el fin de asegurar una óptima mezcla de mineral (Apumayo, 2010).

La existencia de sílice en la formación del lecho de lixiviación produce deficiencias en la fluido dinámica, al existir migración vertical de sílice durante la operación, impidiendo un flujo uniforme de la solución. La segregación de finos, originada en el montaje de la pila o bien durante la operación, define áreas ciegas entre tamaños gruesos disminuyendo la percolación y conduciendo el flujo de solución por zonas de fácil acceso o canalización (Apumayo, 2010).

1.2. Formulación del problema

¿Cómo influye el blending de minerales con alteraciones de sílice, en la percolación por lixiviación?

1.3. Justificación

1.3.1 Justificación teórica

Aplicar los conocimientos adquiridos y determinar a través de pruebas de mezclado de minerales en una columna a nivel laboratorio, cuánto de cada alteración de mineral de mina debe combinarse para optimizar el blending del mineral.

1.3.2 Justificación práctica

La presencia de las tres alteraciones que presenta el mineral extraído de 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.

1.3.3 Justificación valorativa

Consiste en los mayores beneficios económicos que obtenga la empresa por las optimizaciones del Blending de mineral que repercutirán en sus trabajadores y su entorno social.

1.4. Limitaciones

Se considera las siguientes limitaciones:

- No tener precedentes de estudios anteriores, que respalden el problema principal de la investigación para poder realizar análisis comparativos del blending de minerales.
- La investigación sólo se limita al blending de alteraciones de sílice alunita (SA), sílice granular compacta (SGC) y sílice masiva (SM); como dominio de las alteraciones presentes en la mina.

1.5. Objetivos

1.5.1. Objetivo General

Determinar la influencia del blending de minerales con alteraciones de sílice, en la percolación por lixiviación bajo condiciones de pruebas de laboratorio utilizando columnas de percolación.

1.5.2. Objetivos Específicos

- Determinar a nivel laboratorio la proporción de blending y el % -200 mallas de minerales con alteraciones de sílice masiva, sílice granular mezclados con sílice alunita; y su influencia en la percolación de la solución cianurada.
- Determinar la proporción de blending de minerales más óptimo que permita mejorar la percolación de solución cianurada.

CAPÍTULO 2. MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes

Escamilla (2003), en su investigación técnica Optimización de Mezclas de Minerales Mediante Programación Lineal en una Mina de Mineral de Fierro a Cielo Abierto; nos dice cómo se pueden aprovechar al máximo los minerales expuestos en las zonas de explotación, junto con los depositados en las canchas y los terreros en una mina de mineral de hierro a cielo abierto, efectuando mezclas eficientes mediante volúmenes de mineral para producir lotes diarios de concentrado determinados por medio de programación lineal, con el fin de optimizar el equipo de acarreo, cumplir con los programas de producción y reducir la variabilidad en las características químicas del concentrado.

Según Tremolada (2011) en su tesis doctoral "Caracterización, influencia y tratamiento de arcillas en procesos de cianuración en pilas" menciona que, la presencia excesiva de finos y/o arcillas, son los que impiden la percolación de la solución lixivante de cianuro en una pila de lixiviación, cuya altura en los pads está gobernada por el factor de la permeabilidad de la roca mineralizada. Bajo condiciones de laboratorio, las velocidades de percolación fueron determinadas para soluciones de cianuro que atraviesan minerales con contenidos de arcillas que varían de 15% a 60%, incluyendo minerales los cuales han sido usados en los tests de Lixiviación en pilas. Estos experimentos fueron conducidos con la ayuda de columnas de 100 cm alto x 3 cm de diámetro, con preliminar mojado de los minerales.

García (2011), en su trabajo de investigación "Estudio de la lixiviación por percolación en columnas de una muestra de mineral aurífero" señala que, los resultados obtenidos del proceso de aglomeración de minerales auríferos por peletización, efectuados en un peletizador de disco, así como su uso en columnas de percolación se realizó con el objetivo de modelar la lixiviación en pila. La percolación en columna tiene como objetivo la simulación de la lixiviación en lote (en pila), proceso utilizado en menas de baja ley. Este proceso de percolación en lote necesita, para una buena operación que el lecho de partículas que conforman la pila, sea bien permeable para asegurar una buena percolación y difusión de la solución lixivante en la pila, sin que ocurran canalizaciones.

Según Izquierdo (2015), en la Tesis de investigación titulada, Optimización del blending de minerales en el pad de lixiviación de la mina Lagunas Norte usando parámetros de ley y recuperación usando LINGO (Linear General Optimizer Software), realizada en la Universidad Privada del Norte, de la ciudad de Cajamarca, Perú; señala que, el blending de mineral en el pad es un proceso importante y crítico que la mayoría de empresas mineras tiene que afrontar, para tal fin se revisan continuamente los planes de producción haciéndose las correcciones y ajustes necesarios; además para un efectivo control y administración el balance de la calidad y estabilidad de la mezcla, debe llevarse a cabo de forma técnica y con ayuda de la mejor tecnología disponible. Con la aplicación del LINGO se logró maximizar el número de Onzas de Oro puestas en el pad de lixiviación de la Mina Lagunas Norte, con un adicional del orden de 1998.289 onzas, lo cual constituye un incremento de 2.547% en la producción mensual con un valor económico de \$2'629,848.24. Asimismo se permitió seleccionar con la ayuda del software, las áreas o pilas de mineral a ser mezcladas cumpliendo con las restricciones de ley (≥ 0.4 g/t) y recuperación metalúrgica.

Quispe (2016) en su tesis Optimización de la Mezcla en base al Mill Revenue (\$/Ton) Mediante el Método Simplex dentro de la Unidad Minera Yanacocha. Nos dice que el envío de mineral al proceso de chancado y molienda no ha sido el más óptimo ya que se ha observado que la mezcla, solo consideraba cumplir con las onzas mensuales, mas no maximizar los ingresos económicos producto del envío del mineral. A raíz de ello se decidió realizar simulaciones de mezcla incluyendo la variable Mrev (Ingresos por envío de mineral a Planta) , de esta manera el mineral mezclado sería el más adecuado debido a que sería la mezcla que generaría más dinero en el más corto tiempo, elevando el valor actual neto de mes a mes. Se realizaron comparaciones mensuales, bajos los cuales se realizaron simulaciones sin y considerando la variable MREV, obteniendo resultados respecto a los ingreso obtenidos de enviar mineral al proceso de chancado y molienda, un diferencia equivalente mínima a 10,000 dólares por mes. Utilizando el método simplex dentro de la programación visual Basic, se logró optimizar el valor actual neto, iterando día a día por elegir la mejor mezcla de mineral y limitando el proceso bajo restricciones establecidas por planta y el plan del mes.

Obregón (2016) en su tesis Optimización del Blending con aplicaciones de programación lineal para el incremento del valor económico del Mineral en la Unidad Minera Catalina Huanca; expresa que: en los diferentes problemas que surgen en las operaciones mineras, en la conformación de Blending adecuado con que alimentarán

a las plantas de beneficio metalúrgico. En Catalina Huanca Sociedad Minera SAC, se explota un yacimiento polimetálico, donde resulta complejo el Blending de mineral a entregar a Planta Concentradora, debido a sus múltiples tajos y variaciones mineralógicas, que se reflejan en las variaciones de leyes de cabeza. Las variaciones de leyes de cabeza en Planta Concentradora producen alteraciones en la metalurgia, reflejándose en las calidades y recuperaciones de concentrados (Zinc y Plomo). El mal manejo del Blending, llega a producir rentabilidades bajas para la empresa. La obtención del máximo valor económico de concentrados de mineral de los diferentes tajos de mina está supeditada al Blending de mineral que obtenga las leyes de cabeza que optimicen el rendimiento metalúrgico económico de Planta Concentradora. Razón por la cual, el presente estudio y optimización de Blending de los diferentes tajos de la Unidad Minera Catalina Huanca SAC, nos lleva a obtener el mayor rendimiento metalúrgico y beneficio económico, utilizando herramientas estadísticas y de programación lineal (Solver), que nos ayudan a obtener las mezclas adecuadas para la generación del Blending.

2.2. Bases Teóricas

2.2.1. Depósitos epitermales

Hedenquist. (1987), en su exposición sobre depósitos epitermales, enfoca que, son depósitos minerales en los que la mineralización ocurrió dentro de 1 a 2 km de profundidad desde la superficie terrestre y se depositó a partir de fluidos hidrotermales con temperaturas que varían desde menos de 100° C hasta 320° C.

Continúa señalando que estos depósitos se encuentran principalmente en áreas de volcanismo activo alrededor de los márgenes de continentes o arcos de islas. A estos yacimientos se asocia una mineralización principalmente de oro y plata con presencia mayor o menor de sulfuros de metales base en general cobre, plomo y zinc. La mineralización se da principalmente en vetas, vetillas o disseminaciones asociadas algunas veces a intensas zonas de brechamiento.

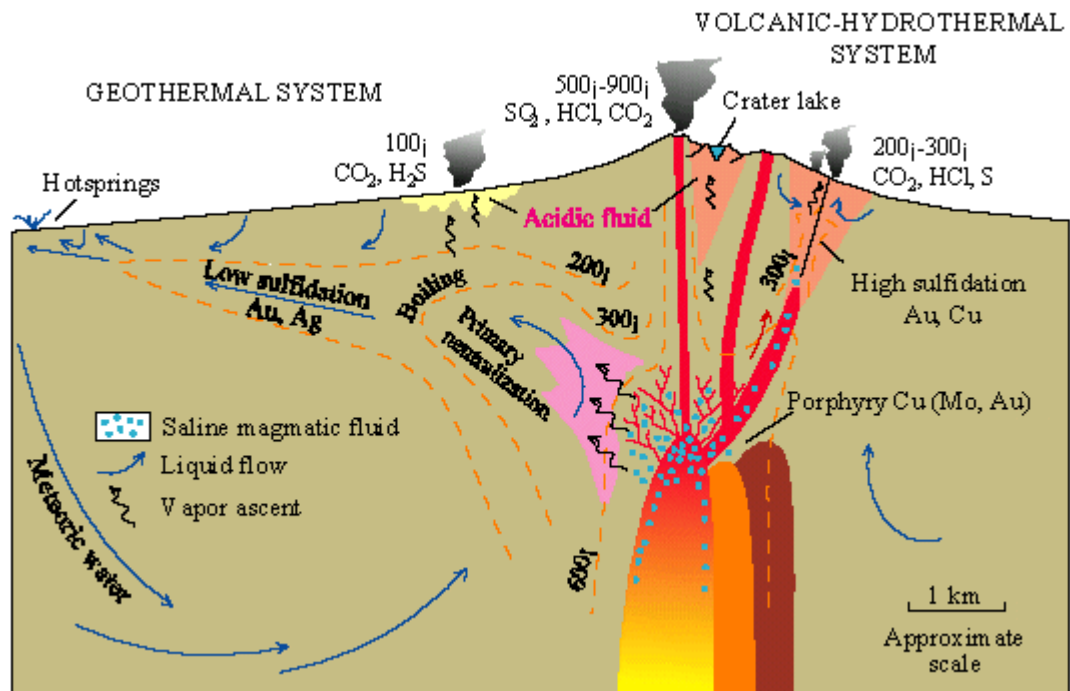


Figura 1 Modelo de yacimientos Epitermales. (Hedenquist, 1987)

Se conocen dos estilos de mineralización: 1).Alta sulfuración y 2).Baja sulfuración. El primero se encuentra relacionado con clásicos fenómenos volcánicos tipo aparato central o calderas; sistemas ricos en azufre que dan origen a facies de alteración tipo argílica avanzada, con otras facies que incluyen intensa silicificación y Propilitización.

El segundo se encuentra relacionado con manifestaciones tipo campo geotérmico y las facies de alteración presentes son principalmente de tipo potásica y clorítica.

2.2.1.1 Clasificación de los Depósitos Epitermales

Hay una variedad de términos que han sido usados para clasificar a los depósitos epitermales. Esta variedad de términos ha causado confusión, por lo que se requiere una explicación acerca del origen de los diferentes términos utilizados. Lindgren (1933) distinguió dos tipos de epitermales sobre la base de su asociación metálica, destacando la asociación alunita-oro a partir de los trabajos de Ransome (1909).

Ashley (1982) definió el término enargita-Au según los dos minerales más característicos de este tipo. Giles y Nelson (1982) introdujeron el término "hot-spring" para denominar a este tipo de yacimientos, después de que se descubrió el depósito de Mc Laughlin, USA, por debajo del "sinter". Bonham (1986) propuso los términos de sulfuro alto y sulfuro bajo para referirse a la cantidad total de sulfuros en un depósito.

Hayba et al. (1985) y Heald et al. (1987) proponen los términos ácido-sulfato y adularia-sericita en base a la mineralogía y a los tipos de alteración presentes en estos depósitos epitermales. Por su parte Berger y Henley (1989) propusieron el término caolinita-alunita en sustitución de ácido-sulfato para destacar los minerales de alteración característicos en esta nomenclatura. La denominación de los términos de alta sulfuración y baja sulfuración fue propuesta por Hedenquist (1987) sobre la base del estado de oxidación-reducción del azufre en los fluidos de sistemas geotérmicos actuales.

El término de "alta sulfuración" se acuñó para denominar fluidos de carácter oxidado y ácido (azufre en estado de oxidación +6 ó +4, en forma de SO_4^{2-} o SO_2), típicos de fuentes termales ácidas o próximas a volcanes. El término "baja sulfuración" se utilizó para denominar fluidos reducidos de pH aproximadamente neutro, donde el azufre se presenta en su estado de oxidación -2, como sucede en sistemas geotérmicos distantes a la fuente de calor principal.

Las características claves que distinguen a un depósito epitermal son particularmente mineralógicas, con los minerales de ganga y las alteraciones hidrotermales. Los minerales de ganga característicos del estado de Alta Sulfuración son: alto contenido de pirita, enargita, luzonita, digenita, calcosita, famatinita, novelita; y una alteración argílica avanzada caracterizada por cuarzo, cuarzo residual ("vuggy"), alunita, pirofilita y caolinita/dickita. (Arribas, 1995; Sillitoe, 1999). Los minerales de ganga característicos del estado de Baja Sulfuración son: cuarzo (incluyendo calcedonia), pirita, esfalerita,

arsenopirita, pirrotita y loellingita; y una alteración argílica-sericítica caracterizada por cuarzo, adularia, illita y calcita (Ver Tabla 1).

Tabla 1 *Minerales de diagnóstico a varios estados de pH, estados de sulfuración y oxidación, usados para distinguir ambientes epitermales formadores de mineral.*

pH ácido Alunita, caolinita (dickita), pirofilita, sílice residual, cuarzo Vuggy.	Sulfuración intermedia Tenantita, tetraedrita, hematita-pirita-magnetita, pirita, calcopirita, esfalerita- pirita pobre en Fe	pH neutro Cuarzo-adularia – illita, calcita
Alta sulfuración Pirita-enargita-luzonita, covelita-digenita, famatinita, oropimente		Baja sulfuración Arsenopirita-pirrotita, pirrotita, esfalerita-pirita rica en Fe
Oxidado Alunita, hematita- magnetita		Reducido Magnetita-pirita-pirrotita, clorita-pirita.

Fuente: Einaudi, 2003

2.2.1.2 Depósitos de Alta Sulfuración (High Sulfidation Deposits)

Llamados también tipo sulfato ácido, son depósitos epitermales cuya mineralización ocurrió a partir de fluidos hidrotermales calientes y ácidos, a profundidades de 1 a 2 Km; la temperatura de los fluidos varía de 100° C a 320° C y pueden alcanzar la superficie como fumarolas (Giggenbach, 1992; Hedenquist, 1995). Estos depósitos ocurren ampliamente en arcos de volcanismo activo ocasionado generalmente por placas tectónicas en subducción. Comúnmente se relacionan a volcanismo tipo tras arco (Back Arc) y se ubican en posición intermedia entre intrusiones subvolcánicas y la superficie; esta conclusión está basada en estudios geológicos (Sillitoe, 1983,1989, 1991) y geoquímicos (Rye, 1993; Hedenquist et al., 1994). Pueden contener metales preciosos, Au- Ag; y metales base, Cu, Pb, Zn, Bi, etc. (Hedenquist, 1987).

La mineralización epitermal de metales preciosos puede formarse a partir de dos tipos de fluidos químicamente distintos. Los de "baja sulfuración" (LS) son reducidos y tienen pH cercano al neutro y los de "alta sulfuración" (HS) que son oxidados y ácidos, pH de 1 - 5, (Hedenquist, 1987). Los términos de alta y baja sulfuración se refieren al estado de oxidación del azufre.

En los de alta sulfuración (HS) el azufre se presenta como S^{4+} en forma de SO_2 (oxidado) y en los de baja sulfuración como S^{-2} en forma de H_2S (reducido). Los fluidos de alta sulfuración se derivan principalmente de una fuente magmática y depositan metales cerca de la superficie cuando el fluido se enfría o se diluye mezclándose con aguas meteóricas (Hedenquist, 1987).

Los metales preciosos en solución derivan directamente del magma o pueden ser lixiviados de las rocas volcánicas huéspedes a medida que los fluidos circulan a través de ellas. En ambos tipos de depósitos (LS y HS) los fluidos circulan hacia la superficie a través de fracturas en las rocas y la mineralización a menudo se presenta en esos conductos (mineralización controlada estructuralmente), pero también pueden circular por niveles de rocas permeables y eventualmente mineralizar ciertos estratos. Los fluidos de baja sulfuración generalmente forman vetas de relleno con metales preciosos o series de vetas/vetillas más finas, denominadas "stockwork" o "sheeted-veins". Los fluidos de alta sulfuración más calientes y ácidos penetran más en las rocas huéspedes originando cuerpos mineralizados vetiformes, pero también diseminación en las rocas (Ver Figura 2). Los depósitos de oro de baja sulfuración pueden contener cantidades económicas de Ag y cantidades menores de Pb, Zn y Cu, mientras los de sistemas auríferos de alta sulfuración a menudo producen cantidades económicas de Cu y algo de Ag. Otros minerales asociados con los de baja sulfuración son el cuarzo (incluyendo calcedonia), carbonato, pirita, esfalerita y galena, mientras los de alta sulfuración contienen cuarzo, alunita, pirita y enargita (Hedenquist, 1987).

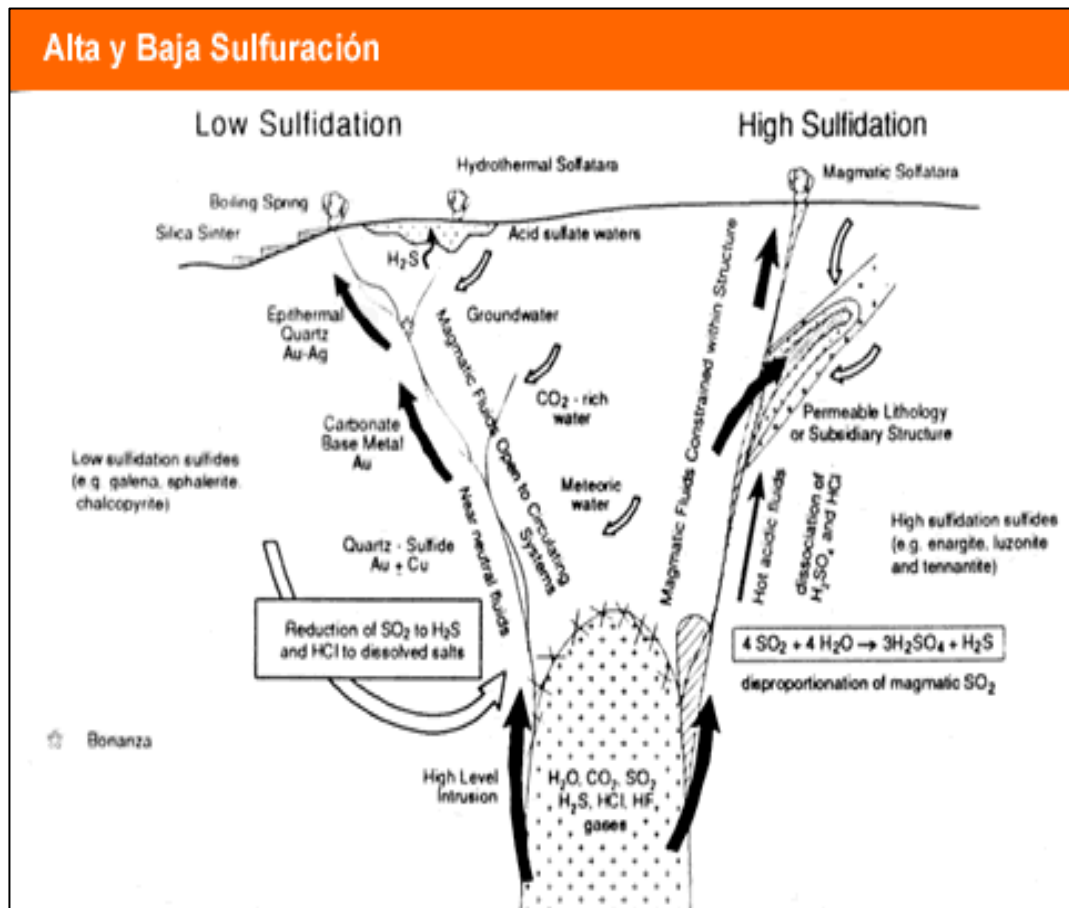


Figura 2 Modelo Idealizado de mineralización en los sistemas hidrotermales. Alta versus baja Sulfuración. (Corbett, 2005)

2.2.2. Alteración hidrotermal

Es el término general que incluye la respuesta mineralógica, textural y química de las rocas a cambios fisicoquímicos y termodinámicos de los fluidos hidrotermales. La alteración hidrotermal se manifiesta mediante crecimiento, disolución y/o precipitación de minerales y reacciones de intercambio iónico entre la roca caja y el fluido caliente que circuló por la misma. Asimismo, produce cambios en las propiedades de las rocas, alterando su densidad, porosidad, permeabilidad, susceptibilidad magnética y resistividad. Simultáneamente con esos cambios físicos pueden ocurrir eventos geológicos, fallas y diaclasas, influyendo en el proceso de alteración; pues la presencia de estas estructuras favorece la circulación de fluidos hidrotermales (Hedenquist, 1987).

2.2.2.1 Alteraciones Hidrotermales en Depósitos de Alta Sulfuración

a. Alteración Sílicea

Alteración que se presenta generalmente en la primera etapa de la formación de un sistema de alta sulfuración. Se caracteriza por la interacción de fluidos hidrotermales ácidos, pH 1 -2, con la roca caja, obteniendo como resultado sílice oquerosa o Vuggy debido a la lixiviación de los componentes primarios de las rocas (Feldespatos, fenocristales). La textura "vuggy o cavernosa" que se obtiene finalmente se debe a que la sílice es estable bajo condiciones ácidas. Sílice "vuggy" encontramos en la parte central de estos sistemas y por lo general alberga la mayor parte de mineralización económica. En algunos depósitos la zona de sílice "vuggy" no se manifiesta claramente y la mineralización de oro está asociada con minerales como dickita (depósitos Arena y Virgen- Perú) o pirofilita (White et al., 1995).

b. Alteración Argílica Avanzada.

Se forma alrededor de la alteración sílica, manifiesta ensambles de alunita (K, Ca)/ natroalunita + pirofilita + dickita + kaolinita + zunyita + diáspora. El pH en que se forman varía de 1 - 3.5; esta alteración puede ser coetánea con la mineralización (Deyell et al., 2005).

c. Alteración Argílica.

Se manifiesta a continuación de la alteración argílica avanzada, varía en dos rangos de pH de acuerdo a los ensambles que presente. Si se presentan los del grupo de la candita (Kaolinita, dickita, halloysita), el pH varía de 4 - 5; mientras que si están los del grupo de la illita (illita, esmectita, illita + esmectita, montmorillonita), el pH varía de 4.5 a 6.

d. Alteración Propilítica.

Se forma en la parte distal del sistema debido a que las soluciones ácidas que originaron la alteración sílica va neutralizándose al interactuar con la roca caja, por tal razón el

pH en que se forman los ensambles de alteración propilítica, clorita + epidota + carbonatos; varía de 5.5 - 6.5.

Es importante distinguir los términos alteración silíceo y silicificación, pues el primero se produce por lixiviación ácida como se mencionó anteriormente mientras que el segundo es ocasionado por la introducción de sílice en las rocas; ambos procesos se manifiestan en los depósitos HS. En la mayoría de los depósitos HS la principal etapa de mineralización de oro ocurre durante la parcial o total silicificación de la alteración sílica.

2.2.3. El blending de minerales

El blending es una mezcla en cantidades predeterminadas y controladas para dar un producto uniforme. (Infomine, 2016). El blending de mineral en el pad es una operación importante y crítico que la mayoría de empresas mineras tiene que afrontar, para tal fin se revisan continuamente los planes de producción haciéndose las correcciones y ajustes necesarios, además para un efectivo control y administración el balance de la calidad y estabilidad de la mezcla, la cual debe llevarse a cabo de forma técnica y con ayuda de la mejor tecnología disponible (Izquierdo, 2016).

En muchas operaciones las tareas de blending se realizan de forma manual (a cada frente de mineral se le asigna manualmente su aporte y se sigue el proceso interactivo hasta que se logra los objetivos en términos de volumen y calidad). Es una práctica generalizada, sin embargo, nos preguntamos cómo Ingenieros de Minas si estos métodos corresponden a una solución óptima (Izquierdo, 2016).

El mal manejo del Blending, llega a producir rentabilidades bajas para la empresa. La obtención del máximo valor económico de concentrados de mineral de los diferentes tajos de mina está supeditada al Blending de mineral que obtenga las leyes de cabeza que optimicen el rendimiento metalúrgico económico de Planta Concentradora (Obregón, 2016).

2.2.4. La percolación

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).

Si el suelo contiene más arena que arcilla, se ve afectada la velocidad con la que el agua pasa a través de él. Los esquistos y la arcilla son porosos, pero generalmente restringen el flujo del agua. La percolación puede ser modelada en forma matemática. El método de evaluación conocido como prueba de percolación, determina la velocidad a la que el agua se mueve a través del suelo y está basado en factores tales como la composición y compactación del suelo.

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 residuos presentes, en los rellenos sanitarios, que podrían afectar a los suministros de aguas subterráneas (Stauffer D. y Aharony A. 1994).

2.2.4.1 Lixiviación por percolación

Es el proceso de lixiviación en el cual la solución lixivante 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”).

2.2.4.2 Equipos empleados en las pruebas experimentales para la determinación de la percolación

i. Columnas percoladoras de HDPE

Para la realización de estas pruebas se dispone de columnas cortas de HDPE, de dimensiones de 28 cm de diámetro x 80 cm de altura. La lixiviación se efectúa con un riego en la parte superior de la columna, circulando la solución a una tasa de riego de 12 l/h/m² por medio de un sistema de en circuito cerrado, utilizando una bomba peristáltica y mangueras plásticas resistentes a la corrosión del cianuro de sodio.

ii. Bomba peristáltica de circulación de soluciones

Incluyen el controlador de accionamiento de la bomba y la bomba peristáltica modelo MASTERFLEX, de velocidad de flujo de 0.06 a 3400 ml/min, dependiendo del caudal de la velocidad y del diámetro de la tubería de bombeo. Presenta 1.8 m de cable

conectado al motor reversible, motor de 220 VAC; las bombas peristálticas presentan cabezales simples y/ o múltiples para diferentes diámetros de mangueras.

iii. Mangueras utilizadas en bombas peristálticas

Presentan las siguientes características: L/S® 18 modelo TYGON LAB (R- 36.03) en paquete de 15.2 m; L/S® 18 modelo TYGON® silicona en paquete de 7.6 m; L/S® 35 modelo TYGON en paquete de 15.2 m; L/S® 16 serie NORPRENE (A60G) en paquete de 15.2 m

Tabla 2 Características de mangueras utilizadas en bombas peristálticas

Tipo	Diámetro N.	Rango de flujo	Máxima presión	Máxima succión
Manguera	interno	De 6 a 600 RPM	Continua	De vacío
	Pulg-(mm)	(ml/min)	Psig(bar)	Pulg Hg(mmHg)
L/S® 16	0.12(3.1)	4.8 a 480	25psig(1.7bar)	26" Hg(660 mmHg)
L/S® 18	0.31(7.9)	23 a 2300	10psig(0.7 bar)	20" Hg(510 mmHg)
L/S® 35	0.31 (7.9)	23 a 2300	20 psig(1.4 bar)	26"Hg(660 mmHg)

Fuente: (Pumps, Copyright © 2018)

2.2.5. Análisis granulométrico (tamizado)

El tamizado es un procedimiento de separación de las partículas de un material de acuerdo a su tamaño. El número de tamiz, en el caso de las series ASTM y Tyler, se refiere al número de hilos que tiene por unidad lineal.

El método que debe seguirse para tamizar una muestra es:

1. Pesar un peso definido de mineral de determinado tajo mineral y realizar lo siguiente;
2. Pasar la muestra mineral por diferentes mallas de la serie Tyler o serie ASTM desde rango de mallas gruesas a rango de mallas finas utilizando H₂O como agente lavador.
3. Secar cada una de las fracciones al aire y luego en la estufa.
4. Pesar cada fracción y determinar el rendimiento de cada malla.

Pueden determinarse todas las proporciones de partículas más gruesas pasando la mezcla de minerales de diferentes tamaños de partícula a través de una serie de tamices. Los tamices pueden hacerse de alambre, seda o nylon. Ya que el número de tamiz es el número de hilos por unidad lineal y como los distintos tipos de hilo son de espesor diferente, puede variar la abertura real. Por ello es necesario establecer la especificación exacta del tamiz.

El tamizado es un proceso estadístico, esto es, existe siempre un elemento de probabilidad en cuanto a sí una partícula puede pasar o no a través de una abertura dada. Únicamente puede conseguirse reproducibilidad normalizando el tiempo y el método de tamizado.

2.3. Definición de términos básicos

ALTERACIONES: Cualquier cambio en la composición mineralógica de una roca debido a procesos físicos o químicos. En la lengua inglesa, la alteración superficial de rocas y suelos sometidos a los agentes atmosféricos se denomina más comúnmente "weathering". (Valderrama, 2000).

ARGILICO: término genérico referido a rocas constituidas por limos y arcillas endurecidos, p. ej. Lodolita, limonita, lutita. Se suele restringir su empleo para sedimentos arcillosos ligeramente metamorfozados. (Valderrama, 2000).

BRECHA: Conjunto de fragmentos rocosos, heterogéneos en cuanto a forma, tamaño y composición, consolidados generalmente por materiales finos (arena, limo, arcilla). Los aglomerados pueden tratarse de fragmentos consolidados por una matriz volcánica, entonces se le denomina aglomerado volcánico, o cementado por un lodo

fluvial o flujo de lodo, entonces se le denomina aglomerado sedimentario. (Valderrama, 2000).

BRECHA HIDROTHERMAL: Brecha volcánica que se halla influenciada por una aureola de alteración hidrotermal y por lo tanto acompañada de diseminaciones de diferente tipo de mineralización. (Valderrama, 2000).

BLENDING: El verbo inglés blend se puede traducir al castellano como mezclar o combinar. En la industria, el blending significa precisamente esto, la combinación de dos tipos de materiales, en principio opuestos, para obtener un producto y mejorar características de calidad especiales. (Herrera, 2006)

EPITERMAL: Depósito hidrotermal de minerales formados a grandes profundidades (entre 3.000 - 15.000 m) y altas condiciones de presión y temperatura (300 a 600°C), por soluciones calientes ascendentes derivadas de un magma (adentro o cerca de cuerpos plutónicos profundos), caracterizados por rellenos de vetas o sustituciones, acompañados por impregnaciones. (Valderrama, 2000).

PERCOLACIÓN: Movimiento del agua del subsuelo a través de las rocas porosas y permeables. El agua de percolación da lugar a la formación de las napas freáticas. (Herrera, 2006)

RATIO DE RIEGO: Cantidad de agua que circula en las tuberías y/o mangueras en un periodo de tiempo dado en cierta cantidad de área superficial. Es expresado en lt-hr/m^2 (Valderrama, 2000).

SILIFICADO: Introducción de sílice o remplazamiento de componentes por sílice. La sílice formada o introducida es generalmente cuarzo de grano fino, calcedonia u ópalo, y puede rellenar poros o remplazar minerales existentes. El término es aplicable a procesos magmáticos, hidrotermales o diagenéticos. (Valderrama, 2000).

TAMIZ: Es una superficie perforada que permite efectuar la separación por tamaños de partículas sólidas. (Valderrama, 2000).

TEXTURA: Relación espacial entre dos o más minerales que aparecen de forma conjunta (por ejemplo, en una roca). Se trata de un concepto macroscópico. Las texturas dan información sobre el dominio de formación de los minerales (temperatura, profundidad, espacios abiertos o no, entre otros). La clasificación textural de rocas es un criterio que atiende a la forma, la disposición y el tamaño relativo de los cristales constituyentes de una roca, y pasa por alto las especies minerales involucradas. (Valderrama, 2000).

ZONAMIENTO: División de un área territorial en zonas que se caracterizan por tener una función determinada. (Valderrama, 2000).

PROTOLITO: Se denomina protolito a una roca que es un precursor de una roca metamórfica, es decir, que representa su estado antes de sufrir los efectos del metamorfismo. Un ejemplo de protolito es el basalto, que puede ser el protolito de una eclogita, aunque no todas las eclogitas tienen al basalto como protolito. (Valderrama, 2000).

2.4. Hipótesis

2.4.1. Hipótesis General

Existe una influencia significativa de la proporción de blending y el % -200 mallas de minerales con alteraciones de sílice masiva, sílice granular y sílice alunita; en la percolación por lixiviación.

2.4.2. Hipótesis Específicos

- La óptima proporción de blending y % -200 mallas de minerales con alteraciones de sílice masiva, sílice granular y sílice alunita; influyen en percolación de la solución cianurada.
- Los resultados óptimos del blending realizados en las pruebas de laboratorio, aseguran una óptima mezcla de mineral.

CAPÍTULO 3. METODOLOGÍA

3.1 Operacionalización de variables

- Variable independiente: Blending de Minerales
- Variable dependiente: Percolación.

Tabla 3 Definición operacional de las variables

VARIABLE INDEPENDIENTE	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES
Blending de minerales	Mezcla en cantidades predeterminadas y controladas para dar un producto uniforme	La finalidad del método de Blending propuesto para este estudio, es mejorar la percolación de la solución de cianuro por el método de laboratorio en columnas, utilizando para ello minerales con alteraciones de sílice de diferente granulometría, y en proporciones establecidas para el proyecto.	sílice alunita + sílice granular compacta	50 % + 50 %
			sílice masiva + sílice granular compacta	33.33% + 66.67%
			sílice alunita + sílice granular compacta	25% + 75%
			sílice alunita + sílice masiva	50% + 50%
			Sílice alunita + sílice masiva	33.33% + 66.67%
			sílice alunita + sílice masiva	25% + 75%
			sílice alunita + sílice granular + sílice masiva	33.33% + 33.33% + 33.33%
VARIABLE DEPENDIENTE	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES
Percolación	En física, química y ciencia de los materiales, la percolación se refiere al paso lento de fluidos a través de materiales porosos. Ejemplos de este proceso son la filtración y la lixiviación.	La percolación es un dato utilizado en la lixiviación en pads, como un ratio, expresado en m/día , para predecir el transporte de la solución de riego que se estima drene a través del pad.	Infiltración de solución cianurada en mezcla de minerales con alteraciones de sílice	m/día
			Ratio de riego	Litros/hora*m ²

Fuente: Elaboración propia

3.1. Diseño de investigación.

3.1.1. Según el propósito:

El presente estudio reúne las condiciones metodológicas de una investigación aplicada, en razón, que se utilizaron conocimientos de las ciencias naturales (física), a fin de aplicarlas para dar solución a una situación o problema concreto e identificable (Rubio, 2014), como es la influencia del blending de minerales en la percolación.

3.1.2. Según el diseño de investigación:

El tipo de investigación es Experimental, debido a que es una situación de control en la cual se manipula de manera intencional la variable independiente de trabajo (blending de minerales) para analizar las consecuencias sobre la variable dependiente (percolación) (Rubio, 2014).

3.1.3. Según el tipo de investigación experimental:

El tipo de diseño es cuasi-experimental, porque las unidades de estudio (alteraciones de sílice) no están asignados aleatoriamente y los tratamientos (cada una de las proporciones) han sido elegidos por el investigador, es decir éstos han sido designados aleatoriamente (Rubio, 2014).

El grupo de estudio está constituido por cada una de las pruebas donde se han realizado las mezclas de las 3 alteraciones, y el grupo de control está constituido por cada una de las pruebas donde se han realizado la percolación en alteraciones puras, es decir sin mezclado con las demás alteraciones. El grupo de estudio son los test N° 4 al 10 y el grupo de control son los test N° 1 al 03.

Tabla 4 Esquema del proceso experimental con diseño cuasi-experimental.

Grupo	Asignación	Pre Prueba	Tratamiento	Post Prueba
Grupo estudio		Pre test 1	X	Post test 2
Grupo control		Pre test 3	-	Post test 4

Fuente: Rubio, 2014.

3.2. Unidad de estudio

65 kg de mineral (60 kg para la prueba de percolación y 5 kg para la prueba de análisis granulométrico). Ver Tabla 5.

3.3. Población

Toda la reserva mineral de la Empresa Minera en Lucanas, en el sector AYH; actualizadas al 25 de enero 2015. En este sector se tiene como reservas 3, 653,945 TM con 0.46 g/TM Au. (Choqueña, 2017).

3.4. Muestra

El muestreo aplicado es del tipo probabilístico utilizando el procedimiento Muestreo Aleatorio Simple. (Rubio, 2014).

Para determinar el tamaño de muestra, se realizó en base al requerimiento de mineral para las 10 pruebas de percolación y 10 pruebas de análisis granulométrico, por triplicado (Ver Tabla 5).

- Una tonelada métrica de mineral (con ley de Au > cutt-off) alteración de sílice masiva.
- Una tonelada métrica de mineral (con ley de Au > cutt-off) alteración de sílice granular.
- Una tonelada métrica de mineral (con ley de Au > cutt-off) alteración de sílice alunita.

3.5. Técnicas, instrumentos y procedimientos de recolección de datos

3.5.1. Técnicas de recolección de datos

Las técnicas de recolección de información básica para la presente investigación, serán obtenidas de las siguientes pruebas de laboratorio:

- Prueba de análisis granulométrico.
- Prueba de Percolación en columna.

Se utilizó el procedimiento de la Unidad Minera para cada una de las pruebas (ver ítem 3.5.4)

3.5.2. Instrumentos y materiales

A. Instrumentos y equipos:

A.1. En las pruebas de percolación

Para la preparación de la muestra se utilizó un cuarteador tipo jones de 2" de abertura.

Para la ejecución de estas pruebas se dispone de columnas de percolación de HDPE de 28 cm Ø x 80 cm de altura, bomba peristáltica modelo MASTERFLEX de velocidad de flujo variable, cronometro digital.

A.2. En el análisis granulométrico

Se hizo uso de:

- Tamiz de la serie Tyler número de malla 200m (75 µm).
- Un ro-tap para cedazos de 8" Ø externo.

B. Materiales y reactivos

B.1. Materiales

- Sacos de polietileno tipo arrocero.
- Bolsas plásticas transparentes de 15 kg de capacidad.
- Brochas de 6", cucharones de cuarteo, lampas.
- Bandejas de acero inoxidable de 10 kg de capacidad.
- Baldes plásticos de 20 litros de capacidad.
- Probeta de vidrio de 2 litros.
- Vasos pírex de 250 ml.

B.2. Reactivos

A. Cianuro de sodio

- Marca ORICA MINING CHEMICALS de Australia
- Nombre químico: cianuro de sodio
- Formula química: NaCN
- Peso molecular : 49.015
- Apariencia : sólido cristalino, blanco, en forma de briquetas
- Gravedad especifica : 1.6 a 20°C
- Punto de fusión : 563.7 +/- 1°C
- Punto de ebullición : 1500°C

- Reacción con ácido: la reacción produce gas cianhídrico (HCN)
- Toxicidad : extremadamente venenoso
- Pureza : 97.5% (variable en otros lotes)
- Humedad : 0.20 % máximo
- Forma del NaCN: en briquetas de peso aproximado de 14 g / briqueta y de dimensiones de longitud de 34 mm, ancho 32 mm, espesor 15 mm
- Embalaje: 1000 kg netos en caja de madera contrachapada.

B. Cal viva

- Marca : Pacasmayo calidad prime
- Nombre químico: cal viva
- Formula química : CaO
- Peso molecular : 56.079
- Apariencia : sólido, molido, color crema, y blanco
- Olor : no presenta
- Densidad suelta : 0.850 T / m³
- Punto de fusión : 2570 °C
- Solubilidad en agua : insignificante, a 0°C = 1.40 g CaO /l, a 100 °C = 0.54 g CaO/l
- Solubilidad con otros solventes : el óxido de calcio reacciona con ácidos, formando sales de calcio las cuales algunas de ellas serian solubles
- Estabilidad : inestable por ser un material anhidro
- Toxicidad : La cal es toxica, no obstante es necesario usar equipos de protección adecuados y proveer de ventilación donde sea necesario
- % CaO total : 91.45
- % CaO útil (libre) : 82.13
- % SiO₂ : 2.80
- % Al₂O₃ : 1.10
- % Fe₂O₃ : 0.40
- Granulometría : 20 % (< 200 mallas)

C. Agua industrial

- pH : 6 – 9
- Turbidez : < 2 NTU
- Cloro residual : < 1 mg / l
- Conductividad eléctrica : 3 DS / m
- Sulfato: 350 mg / l

3.5.3. Preparación de muestras de mineral y soluciones en las pruebas experimentales

- La preparación mecánica del mineral se trabajó como sigue:
 - ✚ Cada muestra de alteración en su totalidad fué tamizada por la malla 2" y el producto +2" es triturado a < 2" a fin de obtener uniformidad en la muestra (100% < 2").
 - ✚ El material a granulometría < 2" fue homogenizado tres veces y cuarteado, extrayéndose el peso de mineral requerido para las pruebas metalúrgicas de percolación y análisis granulométrico. Ver tabla N°5.

Tabla 5 Matriz de mezclas de mineral por alteraciones SA, SGC, SM para pruebas de percolación y granulometría -200 mallas.

TIPO DE ALTERACIÓN	Nº 1			Nº 2			Nº 3		
	PROPORCIÓN	Peso prueba percolación (kg)	Peso prueba granulometría -200 m (kg)	PROPORCIÓN	Peso prueba percolación (kg)	Peso prueba granulometría -200 m (kg)	PROPORCIÓN	Peso prueba percolación (kg)	Peso prueba granulometría -200 m (kg)
SILICE ALUNITA	1	180.00	15.00	0	0.00	0.00	0	0.00	0.00
SILICE GRANULAR	0	0.00	0.00	1	180.00	15.00	0	0.00	0.00
SILICE MASIVA	0	0.00	0.00	0	0.00	0.00	1	180.00	15.00
TOTAL	1	180.00	15.00	1	180.00	15.00	1	180.00	15.00

TIPO DE ALTERACIÓN	N° 4			TEST 5			TEST 6		
	PROPORCIÓN	Peso prueba percolación (kg)	Peso prueba granulometría -200 m (kg)	PROPORCIÓN	Peso prueba percolación (kg)	Peso prueba granulometría -200 m (kg)	PROPORCIÓN	Peso prueba percolación (kg)	Peso prueba granulometría (kg)
SILICE ALUNITA	1	90.00	7.50	1	60.00	5.01	1	45.00	3.75
SILICE GRANULAR	1	90.00	7.50	2	120.00	9.99	3	135.00	11.25
SILICE MASIVA	0	0.00	0.00	0	0.00	0.00	0	0.00	0.00
TOTAL	2	180.00	15.00	3	180.00	15.00	4	180.00	15.00

TIPO DE ALTERACIÓN	TEST 7			TEST 8			TEST 9		
	PROPORCIÓN	Peso prueba percolación (kg)	Peso prueba granulometría -200 m (kg)	PROPORCIÓN	Peso prueba percolación (kg)	Peso prueba granulometría -200 m (kg)	PROPORCIÓN	Peso prueba percolación (kg)	Peso prueba granulometría -200 m (kg)
SILICE ALUNITA	1	90.00	7.50	1	60.00	5.01	1	45.00	3.75
SILICE GRANULAR	0	0.00	0.00	0	0.00	0.00	0	0.00	0.00
SILICE MASIVA	1	90.00	7.50	2	120.00	9.99	3	135.00	11.25
TOTAL	2	180.00	15.00	3	180.00		4	180.00	15.00

TIPO DE ALTERACIÓN	TEST 10			PESO PRUEBAS PERCOLACION (KG)	PESO PRUEBAS GRANULOMETRI A - 200 m	PESO TOTAL PRUEBAS (KG)
	PROPORCIÓN	Peso prueba percolación (kg)	Peso prueba granulometría -200 m (kg)			
SILICE ALUNITA	1	60.00	5.01	630.00	52.53	682.53
SILICE GRANULAR	1	60.00	5.01	585.00	48.75	633.75
SILICE MASIVA	1	60.00	5.01	585.00	48.75	633.75
TOTAL	3	180.00	15.03	1800.00	150.03	1950.03

Como se observa en la tabla N°5, para la prueba de percolación se utilizó 60 kg de material, cargándose en la columna chica de percolación (28 cm. Ø x 0.80 m).

- Preparación de soluciones en las pruebas experimentales de percolación:

A. Cianuro de sodio

Se utilizaron 15 litros de solución de cianuro de sodio al 0.025 %, pureza NaCN (97.5%), densidad agua (1 g/ cm³), 15 litros = 15000

ml = 15000 g agua destilada, Peso cianuro preparado (g) =
 $0.025 \cdot 15000 / 100 = 3.75$ g NaCN/ $0.975 = 3.846$ g Cianuro

- Por tanto se pesaron 3.846 g de cianuro de sodio y se disolvieron en 15 litros de agua, a la cual previamente se adiciona cal viva para
- Regular el pH a 10.5 y evitar la descomposición del cianuro.

B. Cal viva

- Se utilizó un ratio de cal de 0.5 Kg/T mineral cuyo cálculo se presenta así: Para una columna de percolación de 28 cm Ø x 80 cm altura el peso cargado de mineral a la columna fue de 60 kg de mineral seco (Densidad mineral = 1.97 g/cm^3). La cantidad de cal pesada fue de: $0.5 \text{ Kg CaO/TM} = 0.5 \text{ g CaO/Kg mineral}$.
- Por tanto en 60 kg mineral se agrega cal en la cantidad de: $0.5 \text{ g CaO/Kg mineral} \times 60 \text{ Kg mineral} = 30 \text{ g CaO}$. Luego: $30 \text{ g CaO} / 0.8213 = 36.53 \text{ g CaO}$
- La cal viva presenta 82.13% de pureza como cal libre.

3.5.4. Procedimiento de recolección de datos

- **Para la prueba de análisis granulométrico:**
 - Se utilizó 5 kg de material, el cual fue tamizado en el ro-tap, la muestra cuarteada de cada test en la malla 200.
 - Se pesó y anotó los pesos de cada fracción +200m y -200m.
- **Para la prueba de percolación:**
 - Homogenizar nuevamente con la cal adicionada el mineral cuarteado en la etapa anterior para el carguío a la columna.
 - Acondicionar la columna mediana para su carguío.
 - Cargar con una palana en baldes de 25 kg máximo. Para luego ser cargado a la columna mediana.
 - Medir la altura efectiva ocupada por el mineral.
 - Instalar el sistema de riego por goteo, con una bomba peristáltica y mangueras desde los baldes con solución de riego hasta la parte superior de la columna a lixiviar.

- Preparar la solución de riego, según condiciones de operación de la columna de lixiviación (Ratio de riego, fuerza de cianuro de sodio, pH, Etc.)
- Regar la columna con solución cianurada con un flujo de 12.2 ml/minuto (ratio: 12 lt-hr/m²).
- Determinar el tiempo de drenado, para determinar la velocidad de percolación del mineral.

3.6. Métodos, instrumentos y procedimientos de análisis de datos

3.6.1 Métodos

La metodología, consistió en realizar una matriz de blending de las tres alteraciones, tabulando primero los materiales puros, luego mezclas al 25%, 33% y 75% para realizar pruebas específicas y analizar los datos de estos resultados empleando la estadística descriptiva, como el promedio, la desviación estándar y el coeficiente de variación empleando el excel; los cuales serán resumidos, para obtener una selección de resultados óptimos de percolación.

3.6.2 Instrumentos

Los instrumentos que se utilizaron fueron los dos formatos:

- Formato para análisis granulométrico. Ver Anexo 1.
- Formato de monitoreo prueba de percolación. Ver Anexo 2.

CAPÍTULO 4. DESARROLLO

4.2 Ubicación del área de estudio

4.2.1 Unidad Minera

La Unidad Minera de la provincia de Lucanas, en el departamento de Ayacucho, forma parte del flanco Occidental de la Cordillera Occidental de los Andes del Sur del Perú; entre las coordenadas 614,000 E, 8´349,000 N y 618,000 E, 8´344,000 N UTM (PSAD 56, zona 18 S).

El proceso productivo de la mina consiste en realizar labores mineras para la obtención de las barras doré (oro y plata), por lo que pasa por una serie de operaciones y procesos como: perforación, voladura, carguío acarreo, proceso de lixiviación en pilas, proceso Merrill Crowe y fundición.

4.2.2 Accesibilidad

El acceso a la Unidad Minera en Lucanas, se realiza por la ruta: Lima – Nazca – Puquio –Desvío- Unidad Minera, siendo este trayecto por vía asfaltada y trocha carrozable; asimismo es posible acceder a la Unidad por la ruta: Lima –Arequipa-Imata-Desvío a Parina – Parina- Unidad Minera, siendo el primer trayecto por vía aérea y luego por vía terrestre. El mayor detalle de las rutas se muestra en las Tablas N° 6 y 7.

:

Tabla 6 Ruta 1 de acceso a la Unidad Minera.

Fuente: Elaboración Propia

RUTA	Km	TIPO DE VÍA	TIEMPO (Horas)
Lima - Nazca	444	Asfaltado	06
Nazca - Puquio	157	Asfaltada	03
Puquio - Desvío	58	Afirmado	02
Desvío – Unidad Minera	13	Trocha carrozable	0.3
Total	672		11.3

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 7 Ruta 2 de acceso a la Unidad Minera.

RUTA	Km	TIPO DE VÍA	TIEMPO (Horas)
Lima - Arequipa	700	Aérea	01
Arequipa - Imata	145	Asfaltada	02
Imata – Dv. a Parina	50	Afirmado	01
Dv. a Parina - Parina	20	Trocha carrozable	0.75
Parina – Unidad Minera	10	Trocha carrozable	0.25
Total	900		5

Fuente: Elaboración Propia

4.3 Geología

La Unidad Minera en Lucanas es un yacimiento de tipo ácido sulfato (epitermal de alta sulfuración) con alteraciones sílice masiva, sílice vuggy-granular, sílice alunita, argílico y propilítica; emplazada en rocas volcánicas de composición andesítica (Choqueña, 2017)).

4.3.1 Geología local

Geológicamente está constituida por rocas volcánicas neógenas con dirección NNW-SSE, asignadas a la Formación Barroso del Plioceno Superior – Pleistoceno. La secuencia volcánica sobreyace discordantemente a la formación Aniso, constituida por secuencias volcano sedimentarias del Mioceno superior. La mayoría de los prospectos que comprende la Región Tambillos (Merino, 2000), se componen de una cúpula silíceo calcedónica con su respectiva aureola de alteración que, del centro hacia afuera, varía como sigue: silicificación, argilización avanzada, argilización neta y propilitización; todo ello hospedado dentro de la secuencia volcánica (Choqueña 2017). La geología local está constituido por:

Stocks y domos dacíticos. Los domos y stock dacíticos están ubicados al este del Cerro Cello Ccasa; presentan alineamiento de norte a sur y constituyen la línea de cumbres. Están constituidos por fenocristales de biotita, plagioclasas, minerales opacos y cuarzo. Por su posición, podemos deducir que se trata de eventos tardíos.

Lava andesítica. Es el evento efusivo posterior a la finalización de los eventos explosivos (piroclásticos). Se observa variaciones texturales de las lavas andesíticas que gradan de andesita porfirítica a andesita afanítica, con laminaciones centimétricas que cubren la parte superior del depósito lávico.

Piroclástico. Dentro de estos eventos explosivos que depositan materiales piroclásticos, se incluye depósitos de caída que rellenan paleovalles (al oeste del valle Huamán Loma), dentro de los cuales se distingue más de tres unidades de erupción de tufo de lapilli con clastos de pómez y fragmentos líticos, así como también lapillis acrecionales.

4.4 Alteración

Según los estudios de las exploraciones geológicas realizadas las alteraciones del área del proyecto corresponde a:

a) Argílica.

Se presenta en los bordes de los centros de alteración con un ensamble de caolín (illita y/o esmectita) y pirita.

b) Argílica avanzada.

El ensamble cuarzo-caolín es el ensamble con mayor extensión en todo el proyecto; en el ensamble por lo general predomina el cuarzo, con un contenido de caolín de 20 a 40 %, entre crecido y reemplazando a fenos de feldespatos. El ensamble cuarzo - alunita, la alunita se presenta entrecrecida, reemplazando fenos y rellorando fracturas y probablemente formada en diferentes generaciones.

c) Silicificación

Se presenta en tres formas; como silicificación masiva compacta, sílice lixiviada granular y sílice opalina, las tres formas están relacionadas a centros de alteración hidrotermal. La alteración afecta la secuencia de lavas andesíticas y tufos del Barroso.

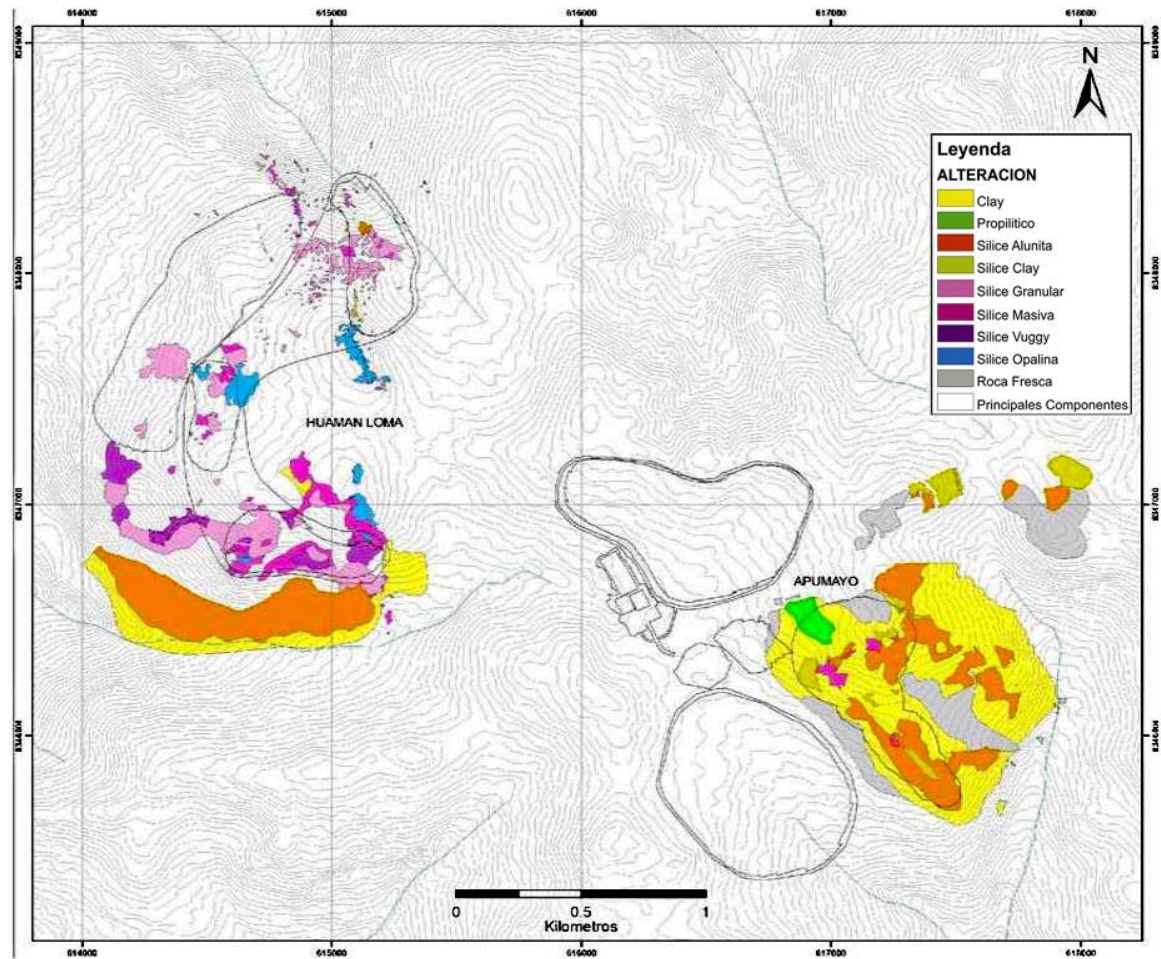


Figura 3 Alteración y control estructural - complejo volcánico tambillos.

Fuente: (Choqueña 2017)

4.5 Geología estructural

El estudio de fotointerpretación, realizado por M. Baker (Choqueña, 2017), determinó varios centros de alteración hidrotermal, con alineamientos Norte-Sur y Noroeste - Sureste. El alineamiento Norte - Sur, que incluye los centros de alteración epitermal desde Piruruyoc hasta Ñahuato (aquí se incluye todo el proyecto Apumayo), estaría relacionado al CVT (Complejo Volcánico Tambillos).

- **Fallas.** Las fallas locales están relacionadas al rumbo de las fallas regionales NW y sus respectivas fallas transversales. Predominan los fracturamientos poli direccionales.

- **Stocks.** Se ubican en el límite norte del centro de alteración epidermal Cello Ccasa. Son intrusiones de forma irregular, con extensión menor a 50 m, sobresaliendo débilmente a la superficie, de composición dacítica, con fenos de feldespatos, biotitas y cuarzo primario.

4.6 Reservas minerales

Las reservas de la Unidad Minera en Lucanas han sido actualizadas al 25 de enero 2015, considerando el modelo de recursos los cuales fueron estimados por cuerpos mineralizados de oro y plata.

A partir del modelo de recursos se ha generado un modelo económico de reservas, el mismo que ha sido optimizado con la ley equivalente en oro considerando parámetros económicos y técnicos. Las reservas han sido clasificadas en Probadas y Probables, para ello se calculó el cut off de 0.15 g/TM Au Eq (Choqueña 2017).

Se tiene como reservas 2, 282,452 TM con 0.28 g/TM Au y 92 g/TM Ag, el desmonte a extraer es 1, 953, 425 TM resultando un striping ratio es de 0.86. Se proyecta recuperar 36,659 onzas de Au equivalentes con una recuperación metalúrgica en oro de 89% y plata de 20% en zona de óxidos (Choqueña 2017).

En el sector HLMA se culminó la extracción de mineral en el mes de noviembre 2014.

En el sector AYHCA se tiene como reservas 3, 653,945 TM con 0.46 g/TM Au, el desmonte a extraer es 4, 566, 384 TM resultando un striping ratio es de 1.25. Se proyecta recuperar 49,884 onzas de Au con una recuperación metalúrgica Au de 92% de acuerdo al reporte de la gerencia de planta.

En base al modelo de reservas del tajo AYHCA se ha elaborado el plan de minado a 10,000 TMD (Choqueña 2017).

4.7 Protocolo de trabajo.

1. Primera Etapa.

En esta primera etapa se consideró realizar el muestreo de los tres tipos de alteraciones en el tajo AYHCA, la preparación mecánica de acuerdo a la Matriz de mezclas de mineral por alteraciones SA, SGC, SM para pruebas de percolación y análisis granulométrico -200 mallas. Ver tabla N° 5.

2. Segunda Etapa.

En esta segunda etapa se prepararon los equipos pertinentes de percolación y tamizado.

3. Tercera Etapa.

En esta tercera etapa se prepararon los reactivos para la prueba de percolación y se alistaron todos los instrumentos de medición.

4. Cuarta Etapa.

En esta cuarta etapa se consideró realizar las pruebas de percolación y análisis granulométrico.

5. Quinta Etapa.

Se empleó un cronometro para medir el tiempo para la prueba de percolación y un ro-tap con la mallas 200, para el análisis granulométrico.

CAPÍTULO 5. RESULTADOS

Los experimentos de la percolación fueron realizados utilizando un flujo de riego de solución cianurada de 12.2 ml/minuto (ratio: 12 lt-hr/m²), dando como resultados que, la proporción de blending con alteraciones de sílice masiva, sílice granular y sílice alunita, presentan diferentes ratios de percolación, tal y como puede ser observado en los siguientes ítems.

5.1. Determinación a nivel laboratorio de la proporción de blending y el % -200 mallas de minerales con alteraciones de sílice masiva, sílice granular y sílice alunita; y su influencia en la percolación de la solución cianurada.

Tabla 8 Resultados de percolación y su análisis estadístico.

TEST	MEZCLA	Percolación 1 (m/día)	Percolación 2 (m/día)	Percolación 3 (m/día)	Percolación promedio (m/día)	Desviación estándar(m/día)	Coefficiente de variación(%)
TEST 1	100% S.A	1.02	0.94	1.04	1.00	0.05	5.29
TEST 2	100% SGC	2.25	2.26	2.30	2.27	0.03	1.17
TEST 3	100% SM	3.01	2.97	3.04	3.01	0.04	1.17
TEST 4	50% SA + 50% SGC	1.48	1.44	1.40	1.44	0.04	2.78
TEST 5	33.33% SA + 66.67% SGC	1.60	1.64	1.62	1.62	0.02	1.23
TEST 6	25% SA + 75% SGC	1.84	1.88	1.90	1.87	0.03	1.63
TEST 7	50% SA + 50% SM	1.47	1.43	1.50	1.47	0.04	2.39
TEST 8	33.33% SA + 66.67% SM	1.65	1.67	1.69	1.67	0.02	1.20
TEST 9	25% SA + 75% SM	1.87	1.90	1.92	1.90	0.03	1.33
TEST 10	33.33% SA + 33.33% SGC + 33.33% SM	1.40	1.44	1.42	1.42	0.02	1.41

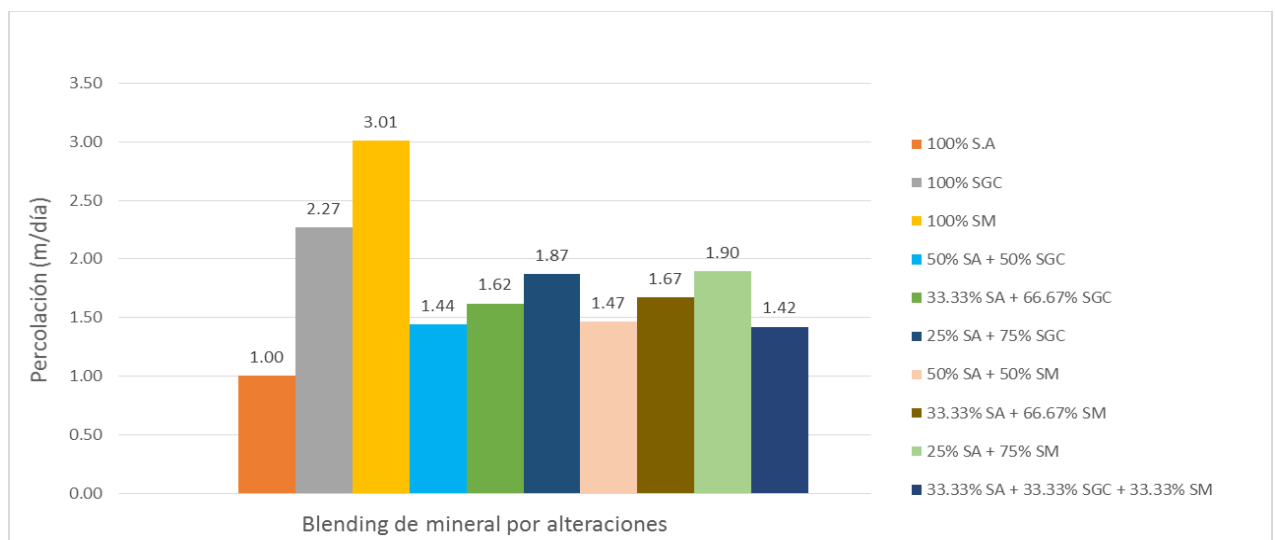


Figura 4 Percolación en función del blending de minerales por alteración

En la tabla 8 y figura 4, se observa que los resultados de las pruebas de percolación en los tests 1, 2 y 3, aplicados al mineral con 100% de alteración pura (grupo control), el valor más bajo de percolación promedio presenta la sílice alunita (SA) con un valor de 1.00 m/día, asimismo la sílice granular compacta (SGC) con un valor aceptable de percolación promedio 2.27 m/día y por otro lado la sílice masiva (SM) tiene el valor más alto de percolación promedio con 3.01 m/día. El análisis estadístico realizado para este lote de pruebas indica que los valores del Coeficiente de Variación (CV) para las pruebas de percolación varían desde 1.17% a 5.29%, demostrándose que los resultados son homogéneos.

También en la tabla 8 y figura 4 se puede observar que, los resultados de las pruebas de percolación en los test 4, 5 y 6 llevadas a cabo con mezclas en proporciones de sílice alunita (SA) y sílice granular compacta (SGC), el valor más bajo de percolación promedio presenta el blending 50% SA + 50 % SGC con un valor de 1.44 m/día, asimismo el blending 33.33% SA + 66.67 % SGC con un valor aceptable de percolación promedio 1.62 m/día y por otro lado el blending 25 % SA + 75 % SGC tiene el valor más alto de percolación promedio con 1.87 m/día. El análisis estadístico realizado para este lote de pruebas indica que los valores del Coeficiente de Variación (CV) para las pruebas de percolación varían desde 1.23% a 2.78%, demostrándose que los resultados son homogéneos.

Se puede observar que, los resultados de las pruebas de percolación en los test 7, 8 y 9 llevadas a cabo con mezclas en proporciones de sílice alunita (SA) y sílice masiva (SM), el valor más bajo de percolación promedio presenta el blending 50% SA + 50 % SM con un valor de 1.47 m/día, asimismo el blending 33.33% SA + 66.67 % SM con un valor de percolación promedio 1.67 m/día y por otro lado el blending 25 % SA + 75 % SM tiene el valor más alto de percolación promedio con 1.90 m/día. El análisis estadístico realizado para este lote de pruebas indica que los valores del Coeficiente de Variación (CV) para las pruebas de percolación varían desde 1.20% a 2.39%, demostrándose que los resultados son homogéneos.

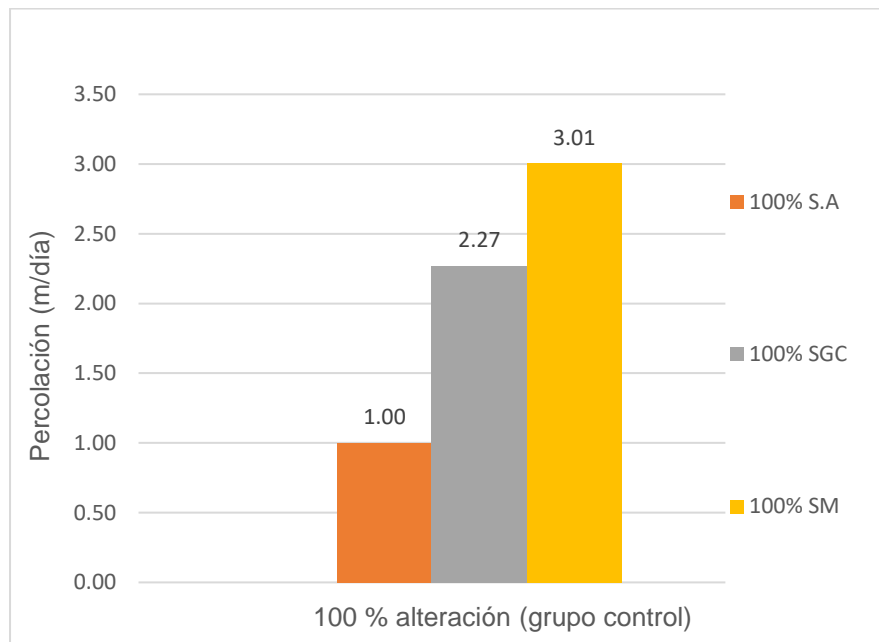


Figura 5 Percolación en función de la alteración pura (100% alteración)

La figura 5 indica que, la más baja percolación la tiene la sílice alunita con valor de 1.00 m/día, en comparación con la sílice masiva que tiene el valor más alto de percolación con 3.01 m/día.

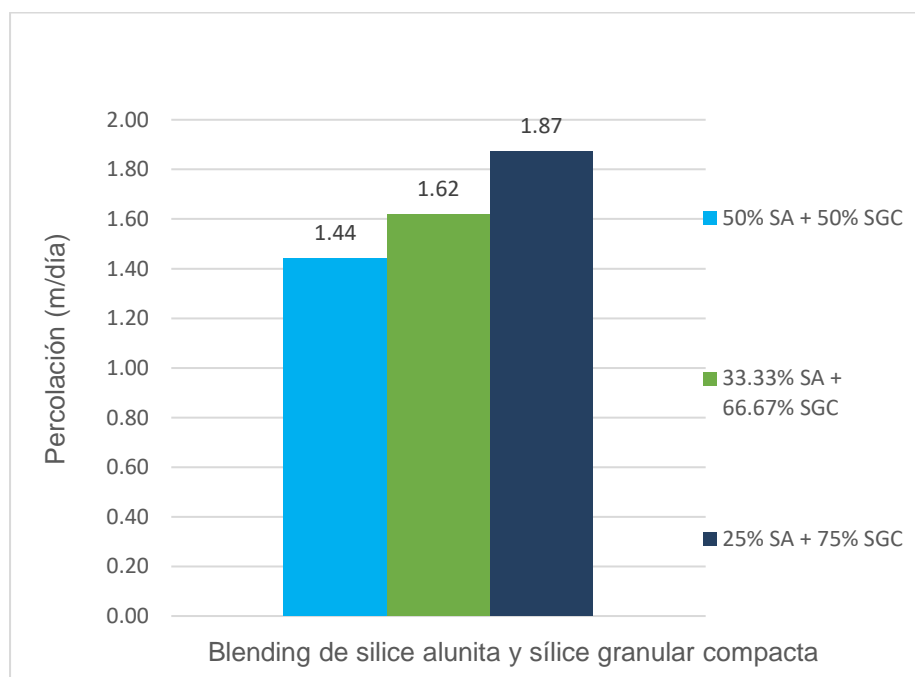


Figura 6 Percolación en función del blending de sílice alunita y sílice granular compacta

La figura 6 indica que, la más baja percolación de 1.44 m/día la tiene la mezcla 50% sílice alunita con 50% sílice granular compacta; por otro lado la más alta percolación de 1.87 m/día la tiene la mezcla 25 % sílice alunita con 75 % sílice granular compacta.

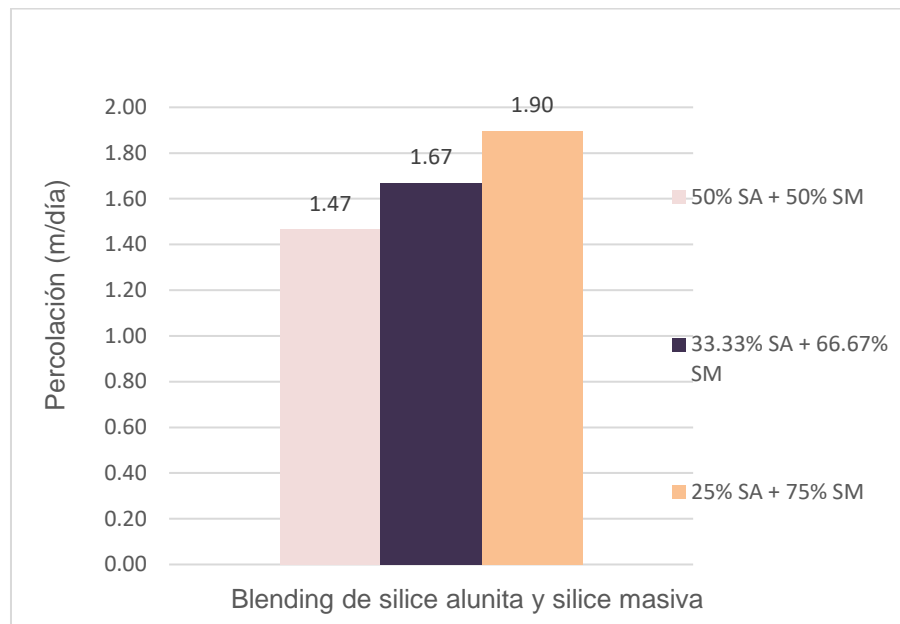


Figura 7 Percolación en función del blending de sílice alunite y sílice masiva

La figura 7 indica que, la más baja percolación de 1.47 m/día la tiene la mezcla 50% sílice alunite con 50% sílice masiva; por otro lado la más alta percolación de 1.90 m/día la tiene la mezcla 25 % sílice alunite con 75 % sílice masiva.

Tabla 9 Resultados del análisis granulométrico (% -200 mallas) y su estadística.

TEST	MEZCLA	granulometría -200 m (%)_Rep 1	granulometría -200 m (%)_Rep 2	granulometría -200 m (%)_Rep 3	Granulometría promedio %-200 m	Desviación estándar(m/día)	Coficiente de variación(%)
TEST 1	100% S.A	12.72	13.18	12.73	12.88	0.27	2.06
TEST 2	100% SGC	5.61	5.72	5.65	5.66	0.06	1.00
TEST 3	100% SM	1.00	1.02	1.06	1.03	0.03	3.02
TEST 4	50% SA + 50% SGC	8.92	8.93	8.99	8.95	0.04	0.44
TEST 5	33.33% SA + 66.67% SGC	8.33	8.34	8.35	8.34	0.01	0.07
TEST 6	25% SA + 75% SGC	7.15	7.17	7.35	7.22	0.11	1.52
TEST 7	50% SA + 50% SM	7.81	8.00	7.84	7.88	0.10	1.25
TEST 8	33.33% SA + 66.67% SM	4.68	4.77	4.77	4.74	0.05	1.16
TEST 9	25% SA + 75% SM	4.16	4.35	4.44	4.32	0.14	3.28
TEST 10	33.33% SA + 33.33% SGC + 33.33% SM	6.28	6.43	6.20	6.30	0.12	1.86

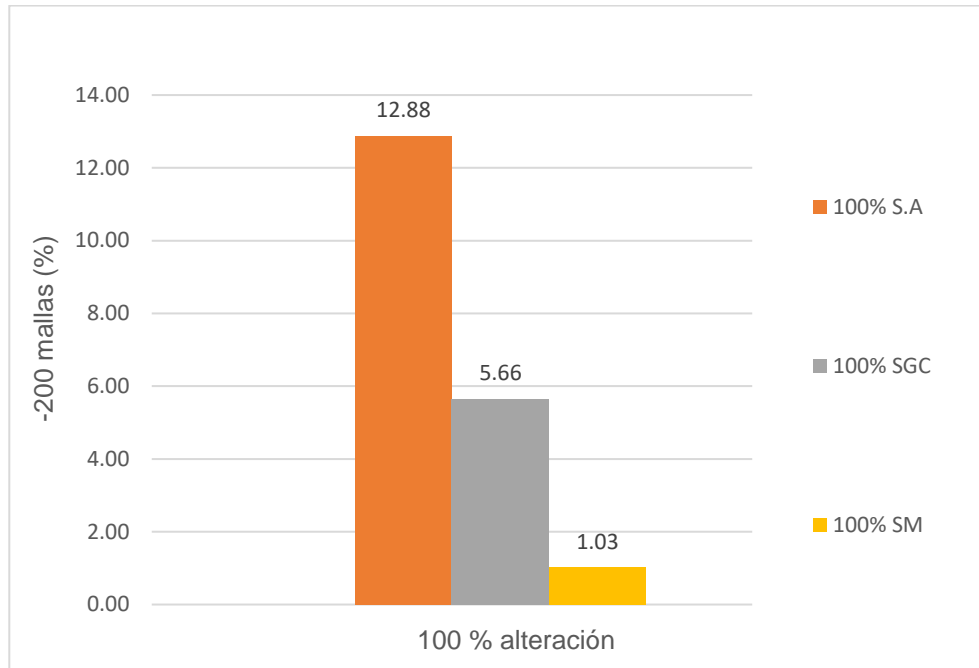


Figura 8 % granulometría -200 mallas en función de la alteración pura (100% alteración)

La tabla 9 y figura 9 muestran que, los resultados de análisis granulométrico en los test 1, 2 y 3, aplicados al mineral con 100 % de alteración pura (grupo control), la alteración sílice alunita SA sin mezclar tiene una granulometría promedio 12.88 % -200 mallas, considerado como el resultado más alto de los 10 test realizados. Las mezclas 25% SA + 75 SGC con un valor promedio de 7.22 % -200 mallas y la mezcla 25% SA + 75 SM con un valor promedio de 4.32 % -200 mallas, indican que este %-200 mallas es aceptable para la percolación.

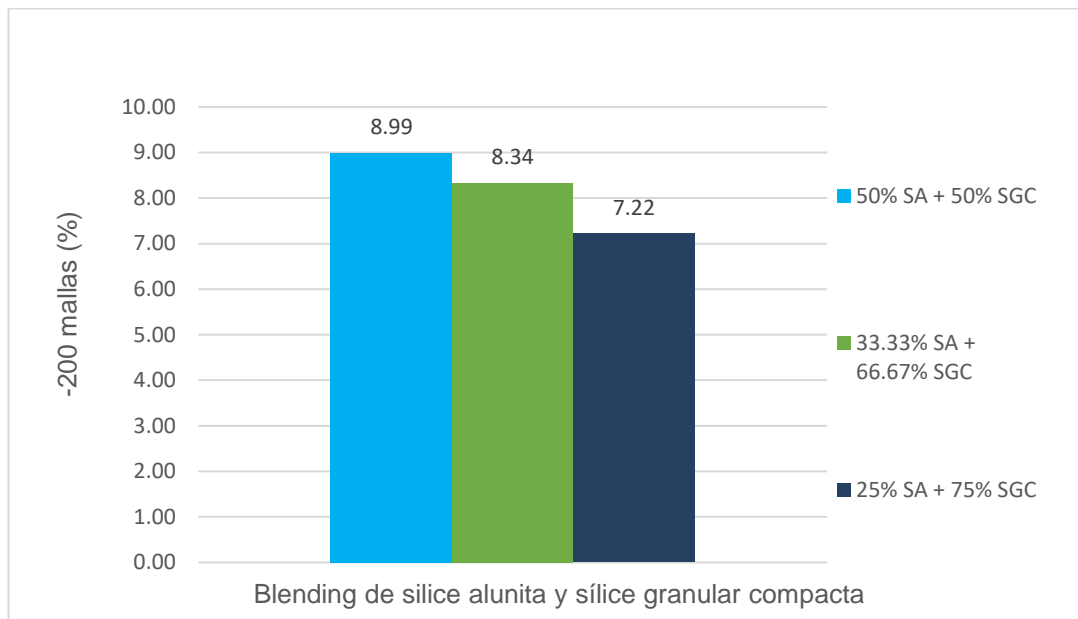


Figura 9 % granulometría -200 mallas en función del blending de sílice alunita y sílice granular compacta

La figura 9 indica que, el valor promedio de percolación 7.22 % -200 mallas de la mezcla 25 % sílice alunita (SA) con 75 % sílice granular compacta (SGC), permite que la percolación promedio de esta mezcla sea aceptable (1.87 m/día). A menor granulometría de la mezcla % -200 mallas, mayor será la percolación de la solución cianurada.

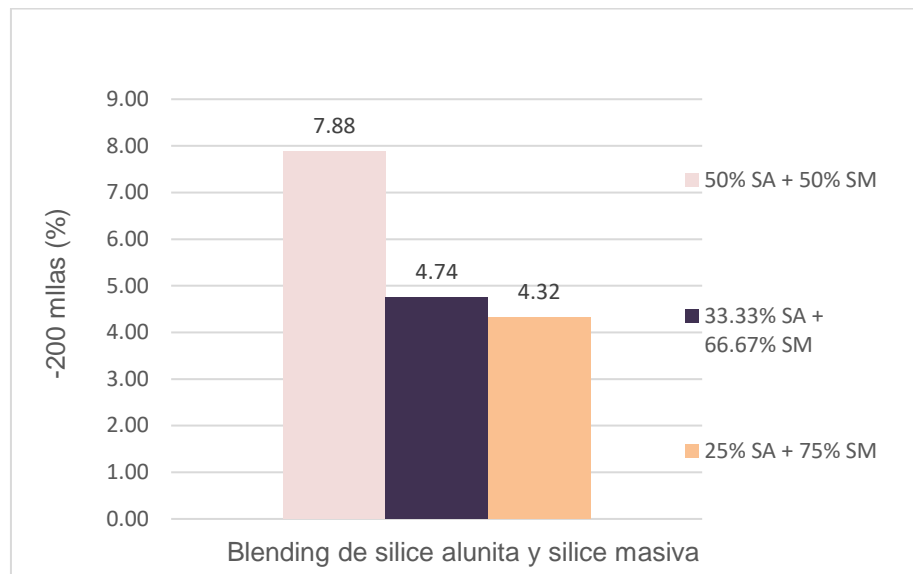


Figura 10 % granulometría -200 mallas en función del blending de sílice alunita y sílice masiva

La figura 10 indica que, el valor promedio de 4.32 % -200 mallas de la mezcla 25 % sílice alunita (SA) con 75 % sílice masiva (SM), permite que la percolación promedio de esta mezcla sea aceptable (1.90 m/día).

5.2. Determinación de la proporción de blending de minerales más óptimo que permita mejorar la percolación de solución cianurada.

Tabla 10 Estimación del tiempo de drenado en función de la percolación y % granulometría -200 mallas

TEST	MEZCLA	Percolación (m/día)	% granulometría -200 mallas	Tiempo de drenado a 10 m de altura (días)
TEST 1	100% S.A	1.00	12.88	10.00
TEST 2	100% SGC	2.27	5.66	4.41
TEST 3	100% SM	3.01	1.10	3.33
TEST 4	50% SA + 50% SGC	1.44	8.99	6.94
TEST 5	33.33% SA + 66.67% SGC	1.62	8.34	6.17
TEST 6	25% SA + 75% SGC	1.87	7.22	5.34
TEST 7	50% SA + 50% SM	1.47	7.88	6.82
TEST 8	33.33% SA + 66.67% SM	1.67	4.74	5.99
TEST 9	25% SA + 75% SM	1.90	4.32	5.27
TEST 10	33.33% SA + 33.33% SGC + 33.33% SM	1.42	6.30	7.04

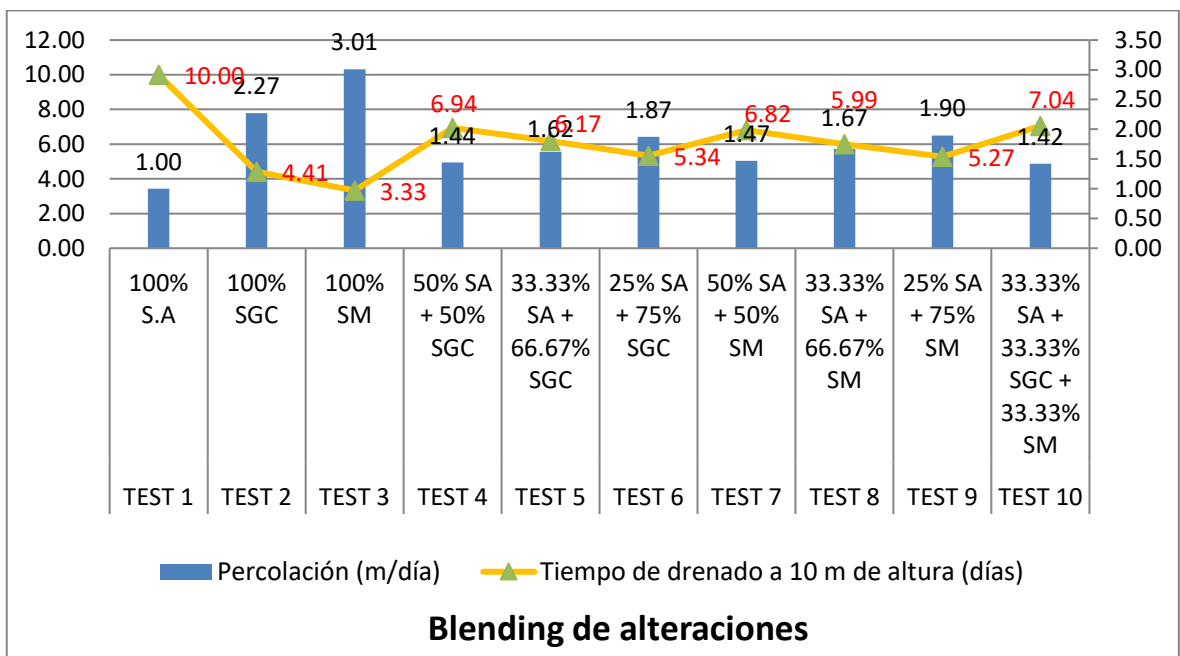


Figura 11 Percolación y tiempo de drenado en función del blending de alteraciones.

Se puede observar en la tabla 10 y figura 11 que, el blending de minerales más óptimo corresponde a los test 6 y 9; es decir en el blending de minerales 25% SA + 75% SGC registra una percolación aceptable de 1.87 m/día y en el blending de minerales 25% SA + 75% SM registra una percolación aceptable de 1.90 m/día respectivamente. También se puede analizar que en el blending de 25% SA + 75% SGC con una percolación de 1.87 m/día se puede estimar en 5.34 días, el tiempo de drenado de la solución cianurada en la descarga de mineral a 10 m de altura en un pad de lixiviación. Por otro lado en el blending de 25% SA + 75% SM con una percolación de 1.90 m/día se puede estimar en 5.27 días, el tiempo de drenado de la solución cianurada en la descarga de mineral a 10 m de altura.

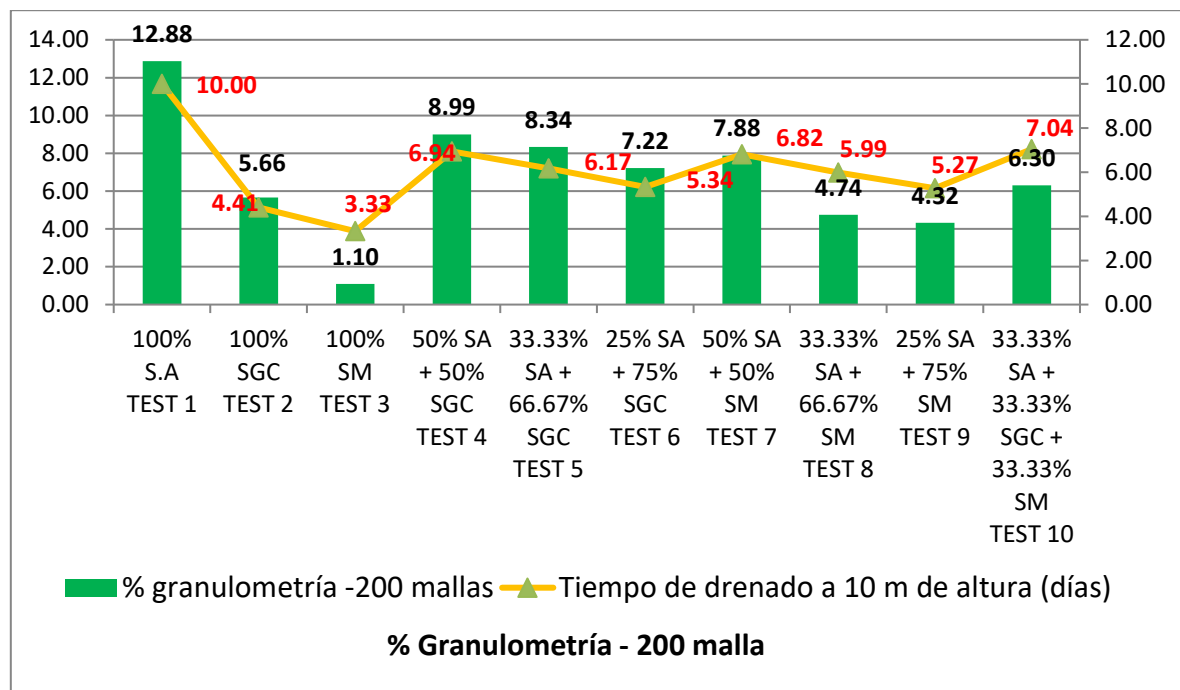


Figura 12 Percolación y tiempo de drenado en función de la granulometría % - 200 mallas.

En la figura 12 se observa que, el incremento del ratio de percolación está relacionado inversamente con el % granulometría - 200 mallas del blending de minerales. Es decir a menor % granulometría - 200 mallas del blending de minerales mayor será el ratio de percolación, realizando todas las mezclas con la sílice alunita.

CAPÍTULO 6. DISCUSIÓN

6.1. Determinación a nivel laboratorio, la proporción de blending y el % -200 mallas de minerales con alteraciones de sílice masiva, sílice granular y sílice alunita; y su influencia en la percolación de la solución cianurada.

De la tabla N° 8 y figura N° 5 observamos que, en minerales puros con 100% de alteración, la más baja percolación tiene la sílice alunita con un valor de 1.00 m/día, por otro lado la sílice masiva tiene el valor más alto de percolación con 3.01 m/día. Esto es debido al valor alto de granulometría -200 mallas de 12.88% que tiene la sílice alunita, en comparación con la sílice masiva que tiene el valor más bajo de 1.03%. Estos resultados confirman la investigación realizada por Tremolada (2016), la cual establece que la presencia excesiva de finos y/o arcillas, son los que impiden la percolación de la solución lixivante de cianuro en una pila de lixiviación, cuya altura en los pads está gobernada por el factor de la permeabilidad de la roca mineralizada.

De la tabla N° 8 y 9, así como de la figura N° 6 observamos que, en minerales blendeados con sílice alunita y sílice granular compacta, la más baja percolación de 1.44 m/día tiene el blending 50% sílice alunita con 50% sílice granular compacta; por otro lado la más alta percolación de 1.87 m/día es el blending 25 % sílice alunita con 75 % sílice granular compacta. Esto es debido al valor más bajo de granulometría -200 mallas de 7.22% que tiene este blending, en comparación con los otros dos blending de sílice alunita con sílice granular compacta. Estos resultados confirman la investigación de Escamilla (2003) que nos dice cómo se pueden aprovechar al máximo los minerales expuestos en las zonas de explotación, a cielo abierto, efectuando mezclas eficientes mediante volúmenes de mineral para producir lotes diarios de concentrado.

De la tabla N° 8 y figura N° 7 observamos que, en minerales blendeados con sílice alunita y sílice masiva, la más baja percolación de 1.47m/día tiene el blending 50% sílice alunita con 50% sílice masiva; por otro lado la más alta percolación de 1.90 m/día es el blending 25 % sílice alunita con 75 % sílice masiva. Esto es debido al valor más bajo de granulometría -200 mallas de 4.32% que tiene este blending, en comparación con los otros dos blending de sílice alunita con sílice masiva. Estos resultados confirman el trabajo de investigación realizado por Obregón (2016), donde sostiene que la obtención del máximo valor económico está supeditada a los óptimos resultados del Blending de mineral, que optimicen el rendimiento metalúrgico económico de la Empresa Minera.

6.2. Determinación de la proporción de blending de minerales más óptimo que permita mejorar la percolación de solución cianurada.

De la tabla N° 10 y figura N° 11 observamos que, a un ratio de riego de solución 12 lt-hr/m², el blending de minerales más óptimo corresponde a los test 6 y 9; es decir en el blending de minerales 25% SA + 75% SGC registra una percolación aceptable de 1.87 m/día y en el blending de minerales 25% SA + 75% SM registra una percolación aceptable de 1.90 m/día respectivamente. También se puede analizar que en el blending de 25% SA + 75% SGC con una percolación de 1.87 m/día se puede estimar en 5.34 días, el tiempo de drenado de la solución cianurada en la descarga de mineral a 10 m de altura en un pad de lixiviación. Por otro lado en el blending de 25% SA + 75% SM con una percolación de 1.90 m/día se puede estimar en 5.27 días, el tiempo de drenado de la solución cianurada en la descarga de mineral a 10 m de altura.

De la tabla N° 10 y figura N° 12 observamos que, el incremento del ratio de percolación está relacionado inversamente con el % granulometría - 200 mallas del blending de minerales. Es decir a menor % granulometría - 200 mallas del blending de minerales mayor será el ratio de percolación, realizando todas las mezclas con la sílice alunita.

CONCLUSIONES

- Se determinó según los resultados de las pruebas de percolación que, existe una influencia significativa del blending de minerales con alteraciones de sílice en la percolación por lixiviación.
- Se concluye que el % 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.
- 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.

RECOMENDACIONES

A la Empresa Minera en Lucanas, se recomienda lo siguiente:

- Realizar otro tipo de investigación empleando las mismas proporciones de blending de esta investigación, incluyendo otras variables independientes como la ley de oro en la proporción del blending y la concentración de cianuro de sodio; para determinar otros aspectos como recuperación de oro y consumo de cianuro.
- Escalar los resultados obtenidos en el pad de lixiviación y realizar el monitoreo permanente a las proporciones de blending óptimos, verificando el correcto funcionamiento para realizar ajustes oportunos que se consideren necesarios.
- Es importante que esta investigación sea apoyado en un modelo de programación lineal (SOLVER /LINGO), tal que pueda ser aplicado a cualquier mina de mineral de oro, previa adecuación de las variables operacionales.

A los docentes de la Universidad Privada del Norte, se recomienda la difusión de esta investigación, que servirá de referencia para los estudiantes de ingeniería de minas o afines que pretendan conocer sobre el blending de minerales.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Apumayo (2010). *Informe Geológico Apumayo*. Lucanas, Ayacucho. Perú.
2. Adams, m. (2016). *Gold Ore processing*. Amsterdam: ELSEVIER.
3. Bautista, F. (1990). *Introducción al Estudio de la Contaminación de Suelos por Metales Pesados*. Yucatán: Uady.
4. Blogspot. (Octubre de 2014). *Procesamiento de minerales*. Obtenido de Procesamiento de minerales:
<http://procesaminerales.blogspot.pe/2014/10/cinetica-cianuracion.html>
5. Bonan, A., Teixeira, L., & Kohler, H. (2014). *Kinetics Of The Oxidation Of Free And Copper Cyanides In Aqueous Solutions With Hydrogen Peroxide*. In: J. P. Hager. (Org.). *Extraction and Processing for the Treatment and Minimization of Wastes*. Pennsylvania,: The Minerals, Metals and Materials Society.
6. Bower, W., & Bazhko, O. (2015). *A reflection on the Minataur gold refining technology - past, present and future*. Johannesburg: Institute of Mining and metallurgy .
7. Choqueña Callata José (2017). *Optimización de la fragmentación de la roca mediante las características geomecánicas y doble iniciación no electrónica en la perforación y voladura de bancos -UM Apumayo SAC*. Tesis para optar el título de Ing. de Minas. Universidad Nacional del Altiplano. Puno, Perú.
8. Del Castillo, L. (1997). *El fenómeno Mágico de la Osmosis Inversa*. México: Ilce.
9. Díaz, D., & Condori, I. (2008). *Proceso de detoxificación de soluciones cianuradas usando el método INCO en efluentes mineros*. Obtenido de http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/1020/1/diaz_id.pdf
10. Escamilla López Miguel (2003). *Estudio de Productividad en una Mina de Mineral de Fierro a Cielo Abierto*. Investigación Técnica del Instituto Tecnológico de Colima. Departamento de Ingeniería Industrial Universidad Autónoma del Estado de México. México.
11. Fernández, B. (2012). *Desarrollo de un nuevo método para la eliminación de cianuro de aguas residuales de mina*. Oviedo: Univerisidad de Oviedo.
12. Gold, I. (2014). *Cyanide*. Gold Issues Briefing Book.
13. Gonzales, S. (2014). *El cianuro es tóxico y letal*. Patagonia: Universidad Nacional de la Patagonia San Juan Bosco.
14. Guía para la elaboración de Planes de Descontaminación de Suelos. (2014). *Decreto Supremo N° 002-2013-MINAM*. Lima: MINAM-GOB-PE.

15. Guía para muestreo de suelos en el marco del Decreto Supremo N° 002-2013-MINAM. (2014). *Estándares de Calidad Ambiental (ECA) para Suelo*. Lima: MINAM-GOB-PE.
16. Hedenquist, J. (1987). Mineralization associated with volcanic-related hydrothermal systems in the Circum-Pacific Basin,. *ransactionsof the 4th Circum Pacific Energy and Mineral Resources Conference*, (págs. 1-26). Singapore, 1986, Oklahoma.
17. Hernández, A., Tejerina, F., Martínez, L., & Martínez, F. (1990). *Procesos de transporte y separación en membranas*. Murcia: Universidad de Murcia.
18. Hulmer, J.Hayba (2010). *Indicadores de desempeño ambiental en la mediana minería caso Unidad Minera Atacocha de la Compañía Minera Atacocha S.A.A*. Obtenido de http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/632/1/diaz_lj.pdf
19. Lara, j. (2002). *Eliminación de nutrientes mediante proceso de membrana*. Obtenido de http://oa.upm.es/358/1/JAIME_ANDRES_LARA_BORRERO.pdf
20. Mooiman, M., Sole, K., & Dinham, N. (2016). *The precious metals industry: global challenges, reponses and prospects*. Pensilvania: Sustainability: Global Challenges.
21. Obregón Quispe Cinthya Judith (2016). *Optimización del blending con aplicaciones de programación lineal para el incremento del valor económico del mineral en la Unidad Minera Catalina Huanca. Tesis para optar el título profesional de Ingeniero Metalúrgista de la Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa*. Arequipa, Perú.
22. Piscocoya, L. (1995). *Investigación científica y educacional*. Lima: Amaru Editores.
23. *Pumps, Bombas Peristáltica y accesorios, Copyright © 2018*
24. Quispe Estela Marco André (2016). *Optimización de la mezcla en base al Mill Revenue (\$/TON) mediante el método simplex dentro de la Unidad Minera Yanacocha. Tesis para optar el título profesional de Ingeniero de minas de la Universidad Nacional de Trujillo*. La Libertad, Perú
25. vRubio Jacobo L. (2014). *Manual de Estadística*. Sistema de Gestión de la Investigación UPN. Universidad Privada del Norte. Trujillo-Perú.
26. Rye, I. (1993). *Procesamiento de Minerales II*. Trujillo: Universidad Nacional de Trujillo. La Libertad, Perú.
27. Valderrama, J. (2000). *Información tecnológica*. Pizarro: Centro de Información Tecnológica.

28. Yupari, A. (2014). *Pasivos ambientales mineos en Sudamérica*. Lima: CEPAL, Instituto federal de Geociencias y Recursos Naturales. BGR, y el Servicio Nacional de Geología y Minería, SERNAGEOMIN.

ANEXOS

Anexo N° 01. Formato de monitoreo análisis granulométrico.

BASE DATOS ANALISIS GRANULOMÉTRICO									
TEST	GRANULOMETRÍA 1			GRANULOMETRÍA 2			GRANULOMETRÍA 3		
	PESO SECO (kg)	PESO TOTAL (kg)	% PESO	PESO SECO (kg)	PESO TOTAL (kg)	% PESO	PESO SECO (kg)	PESO TOTAL (kg)	% PESO
TEST 1 + 200 MALLAS									
TEST 1 - 200 MALLAS									
TEST 2 + 200 MALLAS									
TEST 2 - 200 MALLAS									
TEST 3 + 200 MALLAS									
TEST 3 - 200 MALLAS									
TEST 4 + 200 MALLAS									
TEST 4 - 200 MALLAS									
TEST 5 + 200 MALLAS									
TEST 5 - 200 MALLAS									
TEST 6 + 200 MALLAS									
TEST 6 - 200 MALLAS									
TEST 7 + 200 MALLAS									
TEST 7 - 200 MALLAS									
TEST 8 + 200 MALLAS									
TEST 8 - 200 MALLAS									
TEST 9 + 200 MALLAS									
TEST 9 - 200 MALLAS									
TEST 10 + 200 MALLAS									
TEST 10 - 200 MALLAS									

Anexo N° 02. Formato de monitoreo prueba de percolación

BASE DATOS PERCOLACION										
Item	Fecha	test	repetición	peso húmedo	altura de mineral	Hora Inicio	Hora Final	tiempo drenado	Vol Sol. Retenido	Velocidad de Percolación

PANEL FOTOGRÁFICO:



Fotografía 1. Muestras de alteración sílice masiva.

Este tipo de alteración hidrotermal, está mejor expuesta en la parte NW del yacimiento (zona de mayor contenido de Au). Principalmente se trata de sílice masiva, moderada SV y SG. En afloramientos que han quedado a manera de cúpulas en la parte central de éste segmento del yacimiento.



Fotografía 2. Muestras de alteración sílice alunita.

Esta alteración, tiene gran extensión, en afloramientos, áreas parcialmente cubiertas dentro de la zona económica del yacimiento como también al NE del mismo, el grado de alteración es de moderado a fuerte, en fracturas o en la matriz de brechas.



Fotografía 3. Muestras de alteración sílice granular compacta.

Esta alteración tiene exposición limitada, por lo general se ubica en los márgenes externos de la alteración sílice alunita (SA), consiste en caolín, sílice y algunas veces con algo de alunita, se le encuentra también relacionada a zonas de fuerte fracturamiento.



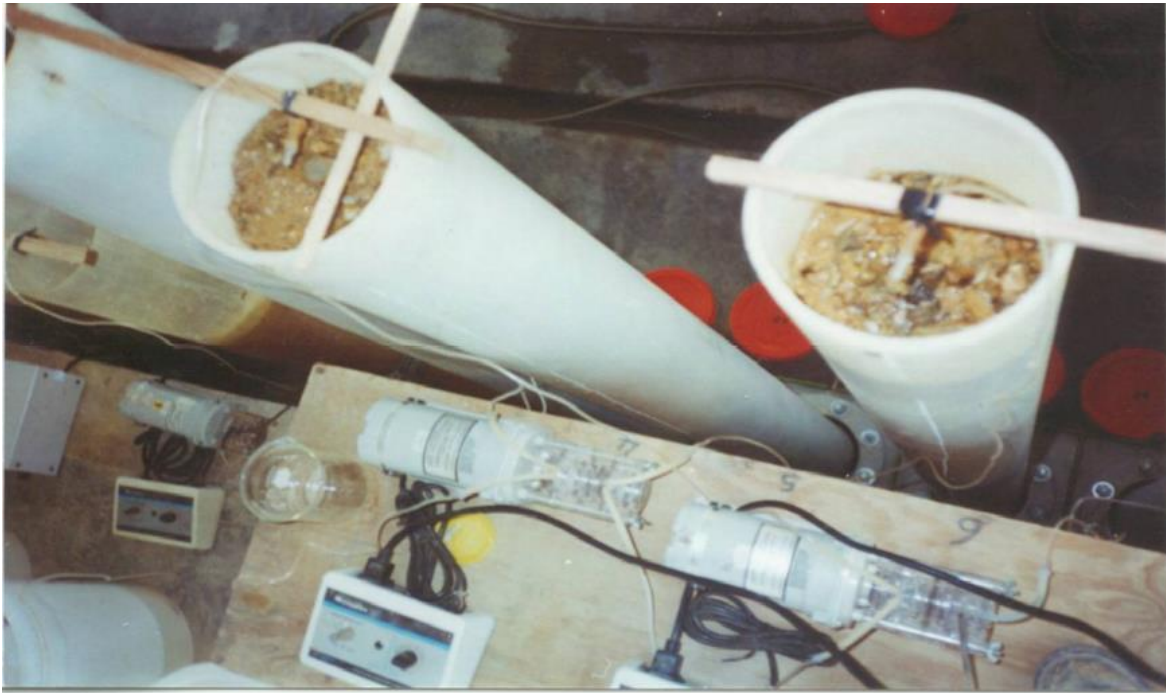
Fotografía 4. Análisis granulométrico en tamiz de la malla 200M con la alteración SGC.



Fotografía 5. Tubo de HDP de 28 cm Ø x 80 cm altura utilizadas en las pruebas de percolación.



Fotografía 6. Riego de la columna con un flujo constante de 12.2 ml/minuto en cada una de las pruebas de percolación.



Fotografía 7. Vista superior de las pruebas de percolación donde se observa las bombas peristálticas para la dosificación de solución cianurada.