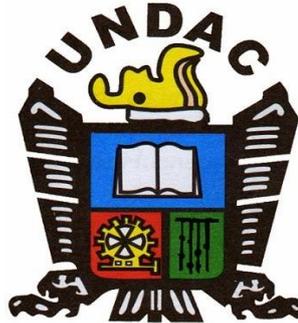


**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**  
**ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**Relleno hidráulico como solución en el ciclo de minado en la veta**

**María Rosa; empresa administradora Chungar S.A.C.**

**Para optar el título profesional de:**

**Ingeniero de Minas**

**Autor: Bach. Yhony Alfredo VALDIVIA MORALES**

**Asesor: Mg. Edwin SANCHEZ ESPINOZA**

**Cerro de Pasco – Perú – 2018**

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**

**ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**Relleno hidráulico como solución en el ciclo de minado en la veta**

**María Rosa; empresa administradora Chungar S.A.C.**

**Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:**

---

**Dr. Ricardo CABEZAS LIZANO  
PRESIDENTE**

---

**Ing. Rosas FLORES MEJORADA  
MIEMBRO**

---

**Mg. Luis Alfonso UGARTE GUILLERMO  
MIEMBRO**

## **DEDICATORIA**

El presente estudio está dedicado a Dios por  
guiarme en la vida y mostrarme el camino  
a la felicidad y en especial a mis queridos

padres,

por su abnegado sacrificio que realizaron,  
y conseguir en mi formación un profesional,  
preocupación permanente por mi proyecto de vida.

Por su perseverancia y exigencia de culminar  
la presente tarea de formación profesional, que motivan  
mis deseos de superación constante y a  
quienes los tengo en mi corazón  
todos los días de mi vida.

## **RECONOCIMIENTO**

A Dios, por iluminarme y darme la fortaleza para culminar mis estudios

A mi madre y padre, ejemplo de perseverancia, superación y entrega; por ser la motivación constante que me ha permitido ser una persona de bien, pero más que nada por su amor.

A mis jurados dictaminadores de tesis por sus valiosos aportes en la conducción y conclusión del presente trabajo de investigación

A todos ustedes mi mayor reconocimiento y gratitud.

## RESUMEN

El sistema de Relleno Hidráulico es una solución atractiva para rellenar los espacios vacíos dejados en la explotación minera, la facilidad en el transporte y en la deposición de los sólidos hacen que sea un sistema técnica y económicamente viable. El relleno hidráulico transportado debe poseer ciertas características físicas, como una granulometría apropiada, un porcentaje de sólidos en la pulpa, una velocidad de transporte superior a la velocidad crítica para evitar la sedimentación en las tuberías, y otras propiedades más. La pulpa al ser depositados en las labores debe poseer propiedades adicionales como son una velocidad de percolación apropiada, un grado de cohesión para el soporte de los esfuerzos circundantes. Así mismo debe poseer una estabilidad química para evitar la formación de aguas ácidas efecto de la presencia de pirita en su proceso de oxidación del sulfuro y lixiviación de los metales asociados. Este informe expresa todo el proceso del relleno Hidráulico desde su captación en planta concentradora, clasificación, transporte y deposición en las áreas vacías dejadas por la de explotación minera. El contenido del presente trabajo sirve como un manual y guía visualizando la situación actual del relleno y su proyección a futuro, asimismo se tiene el beneficio ambiental debido a la utilización de mayor cantidad de relave. Incluye, además, la infraestructura del sistema de relleno hidráulico, análisis granulométricos, performance, características del relave (propiedades físicas y químicas), la disposición actual de relave.

**Palabras clave:** Concreto, tajeos, resistencia.

## ABSTRACT

The Hydraulic Filling system is an attractive solution to fill the empty spaces left in the mining operation; the ease of transport and the deposition of solids make it a technically and economically viable system. The transported hydraulic filling must have certain physical characteristics, such as an appropriate particle size, a percentage of solids in the pulp, a transport speed exceeding the critical speed to avoid sedimentation in the pipes, and other properties. The pulp when deposited in the work must have additional properties such as an appropriate percolation rate, a degree of cohesion to support the surrounding forces. Likewise, it must have a chemical stability to avoid the formation of acidic waters, the effect of the presence of pyrite in its sulfide oxidation process and leaching of the associated metals. This report expresses the entire process of the Hydraulic filling since its capture in a concentrating plant, classification, transport and deposition in the empty areas left by the mining operation. The content of this work serves as a manual and guide visualizing the current situation of the landfill and its projection in the future, also has the environmental benefit due to the use of more tailings. It also includes the infrastructure of the hydraulic filling system, granulometric analysis, performance, tailings characteristics (physical and chemical properties), the current tailings disposal.

**Keyword:** Concrete, slashes, resistance

## INTRODUCCIÓN

Durante las labores llevado a cabo en la Empresa Administradora Chungar, mina Animón, se ha notado claramente el problema fundamental de cómo llevar a cabo la explotación de la veta María Rosa, debido a la existencia de problemas tales como: Clasificación geomecánica de la veta, capacidad de autosostenimiento de la labor en 08 horas (SPAN), acelerar el ciclo de minado, ya que el método de explotación que se está aplicando es corte y relleno ascendente (breasting), por lo que para ello, se emplea, el relleno detrítico y el relleno hidráulico, haciendo mención que el relleno detrítico, no satisface la función como relleno para el apoyo para de los siguientes cortes de mineral, retrasando así el ciclo de minado, sin embargo, el Relleno hidráulico lo empleamos con una característica fundamental: de empaquetar las cajas tanto caja techo como caja piso, es decir al ser relleno una labor y con esto se logra disminuir los problemas de inestabilidad del macizo rocoso y con ello minimizar los riesgos de caída de rocas, así como los altos costos de producción generados por los problemas en el sostenimiento de las labores mineras de la veta respectiva ya explotadas. Con esta finalidad, se aplicarán los conocimientos de la mecánica de fluidos sobre transporte de fluidos con sólidos en suspensión; y lograr saturar con relleno hidráulico todos los espacios vacíos generados por la explotación del mineral en la veta María Rosa, por su alto contenido de zinc. Con esto gran parte del desmonte producto de las labores de avance retornaría como relleno (relave) a interior mina, asimismo, se disminuye el impacto ambiental negativo generado por los grandes volúmenes de generación de relaves. Del mismo modo disminuiría el consumo de cimbras y shotcrete en el sostenimiento esto para labores y galerías que tienen problemas de inestabilidad, contribuyendo del mismo modo con la conservación de bosques los cuales cada vez son más escasos.

## ÍNDICE

DEDICATORIA	
RECONOCIMIENTO	
RESUMEN	
ABSTRACT	
INTRODUCCIÓN	
ÍNDICE	

### CAPÍTULO 1

#### PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema.....	1
1.2. Delimitación de la investigación.....	1
1.3. Formulación n del problema.....	2
1.3.1. Problema Principal. ....	2
1.3.2 Problemas Específicos. ....	2
1.4. Formulación de Objetivos.....	3
1.4.1. Objetivo General. ....	3
1.4.2. Objetivos específicos.....	3
1.5. Justificación de la investigación .....	3
1.6. Limitaciones de la investigación.....	6

### CAPÍTULO II

#### MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio .....	7
2.2. Bases teóricas - científicas .....	7
2.3. Definición de términos básicos .....	9
2.4. Formulación de Hipótesis .....	12
2.4.1. Hipótesis General.....	12
2.4.2 Hipótesis Especifico.....	12
2.5. Identificación de variables. ....	13
2.6. Definición operacional de variables e indicadores .....	14

### CAPITULO III

#### METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación.....	15
3.2. Método de investigación .....	16

3.3. Diseño de la Investigación. ....	18
3.4. Población y muestra .....	18
3.5. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	19
3.6. Técnicas de procesamiento y análisis de datos .....	20
3.7. Tratamiento estadístico .....	20
3.8. Selección y validación de los instrumentos de investigación .....	20
3.9. Orientación ética.....	20

## **CAPITULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSION**

4.1. Descripción del trabajo de campo .....	21
4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados .....	94
4.3. Prueba de Hipótesis.....	147
4.4. Discusión de resultados.....	150

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFÍA

ANEXOS

## **CAPÍTULO 1**

### **PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN**

#### **1.1. Identificación y determinación del problema**

En la explotación específica de la Veta María Rosa, el sostenimiento con relleno hidráulico es un trabajo adicional de alto costo que mejora la velocidad de avance y/o producción, que a la vez es un proceso esencial para proteger de accidentes al personal y al equipo. Como se tiene un alto porcentaje de mineralización de zinc, las condiciones geomecánicas no son favorables, la mineralización está emplazada en el grupo Excélsior donde predominan capas rojas y capas grises, se plantea el “RELLENO HIDRÁULICO COMO SOLUCIÓN EN EL CICLO DE MINADO EN LA VETA MARIA ROSA; EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C.”

#### **1.2. Delimitación de la investigación**

**1.2.1. Delimitación espacial.** El proyecto de investigación está delimitado a la veta María Rosa, en evaluación del sostenimiento con el relleno hidráulico

**1.2.2. Delimitación temporal.** La investigación se ejecutará en un solo período que comprende desde enero del 2018 a noviembre del 2018, aproximadamente 11 meses.

**1.2.3. Delimitación temática.** La investigación desea describir y comparar respecto el beneficio del relleno hidráulico en la empresa minera Chungar S.A.C.

### **1.3. Formulación n del problema**

La Mina Animón de la Empresa Minera Chungar, en sus formaciones geológicas locales, está conformado por diferentes tipos de roca, una de ellas son las rocas volcánicas denominadas margas rojas, como también tenemos las rocas sedimentarias, formadas por margas grises, y realizando una clasificación geomecánica, las margas rojas son de resistencia 2 las margas grises de resistencia 4, donde la mineralización es abundante, llegando a leyes de 14 % 16 % de contenido de zinc, motivo por el cual es necesario determinar algunas prevenciones y el empleo del “RELLENO HIDRÁULICO COMO SOLUCIÓN EN EL CICLO DE MINADO EN LA VETA MARIA ROSA; EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C.”, para acelerar el ciclo de minado especialmente, porque tiene un SPAN de aproximadamente de 1 metro.

#### **1.3.1. Problema Principal.**

¿Cuál es la influencia de la aplicación del diseño del sistema de relleno hidráulico con cemento para incrementar la productividad de tajeos en zona veta María Rosa; ¿Empresa Administradora Chungar S.A.C.?

#### **1.3.2 Problemas Específicos.**

- a. ¿Cuáles son los parámetros técnicos para el diseño del sistema de relleno de los tajos vacíos mediante relleno hidráulico con cemento en zona veta María Rosa; Empresa Administradora Chungar S?A.C?
- b. ¿Cuáles son los componentes del sistema de relleno hidráulico con cemento para rellenar los tajos vacíos en zona veta María Rosa; ¿Empresa Administradora Chungar S.A.C.?

#### **1.4. Formulación de Objetivos**

##### **1.4.1. Objetivo General.**

Los objetivos generales del presente trabajo de investigación son el empleo del relleno hidráulico en el ciclo de minado, logrando su desarrollo y explotación de veta María Rosa de la unidad minera Animón.

##### **1.4.2. Objetivos específicos.**

- a. Lograr el ciclo de Minado eN la veta María Rosa. Empresa Administradora Chungar S.A.C.
- b. Lograr la explotación de la veta María Rosa, Empresa Administradora Chungar S.A.C.

#### **1.5. Justificación de la investigación**

El problema planteado, se justifica porque acorde a la formación geológica del yacimiento, se encuentran emplazado en las margas rojas del grupo Excelsior, donde la mineralización es de alta ley, son vetas de 50 cm| de potencia a 14 metros de potencia, con alto contenido de zinc, además el buzamiento de la veta, varía de 45 grados de inclinación a 60 grados de inclinación motivo por el cual se tiene que emplear el método de explotación de corte y relleno hidráulico porque el SPAN correspondiente varí de 1 metro a 1.20 metros haciendo que la explotación requiere especificaciones muy particulares.

Además, con el empleo del relleno hidráulico como solución en el ciclo de minado en la veta María Rosa; de la Empresa Administradora Chungar S.A.C en el ciclo de minado y de disminuir los problemas de inestabilidad en la explotación de la Veta María Rosa, así como contribuir con la mejora del medio ambiente, en el presente trabajo se desarrolla la evaluación técnica de aplicación de Relleno Hidráulico en esta Veta.

En el análisis técnico se ha determinado que la distribución de tamaños de partículas necesarias para el transporte de la pulpa por gravedad debe aproximarse a la curva de Talvot. La pulpa tiene un 76% de sólidos con una granulometría máxima de 3/8 de pulgada; para su transporte se utiliza tubería SCH-80 Ø4" para la salida de las bombas horizontales y polietileno PN 12.5 Ø4" para su transporte a interior mina

Luego de analizar varias alternativas para el ingreso de RH a la explotación de la veta respectiva, se concluyó que la mejor alternativa es mejorar la implementación de la Planta de Relleno Hidráulico (silo 4) en la entrada de la rampa Terry, debido a que la diferencia de cotas respecto al nivel más bajo de explotación es de 586 m. Adicional a esta ventaja se cuenta con una poza de silos para el almacenamiento de los finos (lamas) que exceden de la deposición del relave que ingresa a mina.

Considerando una densidad de pulpa de 1.90 kg/L, gravedad específica de 2.65 kg/L y tubería de conducción de Ø4", se espera alcanzar un caudal de 45 a 55 m<sup>3</sup>/hora.

Con la implementación y aplicación de relleno hidráulico en la Veta María Rosa, se mejorará y acelerará el ciclo de minado en gran manera, así como una mejora en la estabilidad de las labores y un avance significativo en los planes de mejora del medio ambiente en la empresa.

- **Importancia y alcances de la investigación.**

**Importancia Social:** Las comunidades del entorno minero demandan cada vez con más fuerza que la minería ejecute proyectos con responsabilidad social y ambiental. En el caso de aplicar Relleno Hidráulico en La Empresa Administradora Chungar S.A.C. (EACH), Unidad Minera Animón, se resalta las expectativas siguientes:

- a) La contaminación del entorno por disminución de material detrítico depositado en la superficie, mejorando la utilización del suelo como tierras de cultivo o áreas de pastoreo.
- b) La disminución de relaves en la relavera, evitando el riesgo de reboce, minimizando el riesgo de que éste sea arrastrado por las aguas de las lluvias y evitando daños ecológicos.
- c) Minimizar la utilización de madera (cribbing) como elementos de sostenimiento en la mina, contribuyendo de esta forma a la preservación de recursos.
- d) Crear la posibilidad de que la mina pueda incrementar su producción, al alcanzar una mejor estabilidad.

- **Importancia Científica y Tecnológica** Porque permite, mejor alternativa de disposición del desmonte producto de la extracción de mineral de las labores de avance de mina y del relave producto del procesamiento de los minerales, para la solución del problema de inestabilidad del macizo rocoso en la explotación del yacimiento mineral, por el método de explotación corte y relleno ascendente.

La aplicación de relleno hidráulico es de vital importancia porque permitirá acelerar el ciclo de minado, mayor recuperación de mineral, menor pérdida de finos, estabilidad permanente de las labores explotadas y reducir el consumo de recursos como elementos de sostenimiento. Como consecuencia de esto se reducirá los costos de minado, se minimizará accidentes por caída de rocas al tener labores

más estables y se contribuirá con la preservación del medio ambiente al usar RH en interior mina.

#### **1.6. Limitaciones de la investigación**

En el desarrollo de la presente investigación, prácticamente no hubo limitaciones en lo referente a la obtención de los datos, debido a las facilidades otorgadas por la Gerencia de la Empresa Minera, salvo lo referido al financiamiento, la falta de apoyo del personal capacitado y la poca información de la data actualizada.

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1. Antecedentes de estudio**

Existen antecedentes del estudio correspondiente, enfocados cada uno de los ítems, en formas individuales, y por separado, haciendo mención que el método de explotación planteado para el desarrollo y extracción sean permisibles, sin embargo, para la veta María Rosa, por la complejidad de las características geomecánicas, requiere formas adecuadas para la explotación, por tanto, no existen otros temas relacionados al presente trabajo de tesis.

#### **2.2. Bases teóricas - científicas**

Para la ejecución y desarrollo de la presente Tesis, necesariamente se plantea el conocimiento de diferentes aspectos ideológico y tecnológicos, tales como el conocimiento de la Filosofía de la Naturaleza, Desarrollo Sostenible, enmarcado dentro de la Agenda 21 de la Organización de las Naciones Unidas, así como tener conocimientos sólidos en Administración de Empresas, Economía del Desarrollo, Filosofía de los pueblos del Perú, el desarrollo basado en el comportamiento humano, Explotación de Minas y conocimientos sólidos en ciencias básicas,

conocimientos de geología aplicada a la minería, y de normas internacionales y su aplicación en la explotación de minas, asimismo empleando para ello, el teorema de Talbot, que es de la siguiente manera.

### **Método de Talbot**

El método consiste en aplicar una fórmula empírica, publicada por el profesor A.N. Talbot de la Universidad de Illinois, E.U.A., la cual dedujo basado en los datos de escurrimiento de un gran número de observaciones efectuadas en el Oeste, Medio de aquel país, sobre corrientes tributarias del Río Mississippi La fórmula de Talbot es:

$$a = 0.183 \sqrt{A^3}$$

a = área hidráulica que deberá tener el diámetro de la tubería

A = Área de la cuenca por drenar, Ha.

C = Coeficiente de escurrimiento que depende de la topografía de la cuenca. (Tabla A).

Tabla A. Valores del coeficiente C de la fórmula de Talbot.

Características topográficas del área a rellenar	Valor de C
Montañosa y escarpada	1
Con mucho limo	0.8
Con limo	0.6
Muy ondulada	0.5
Poco ondulada	0.4
Casi plana	0.3
Plana	0.2

*Tabla N° 1 – valores del coeficiente C*

Esta fórmula por estar basada en las características de precipitación particulares de una zona no permite tomar en cuenta la variación en la intensidad de precipitación, factor de frecuencia y velocidad del flujo cuando se aplica a otras localidades. El valor de la intensidad de precipitación asociadas con la observación es que sirvieron de base para la deducción de la fórmula fue del orden de 100 mm/hr, y la

velocidad del agua dentro de la obra de drenaje fue de alrededor de 3m/s. Utilizando el nomograma de Talbot, en función del área drenada A y el coeficiente C, se obtiene el área hidráulica necesaria en la alcantarilla y, si se trata de un tubo, se encuentra su diámetro.

### **2.3. Definición de términos básicos**

**a) Materiales de sostenimiento.** - Estos materiales pueden emplearse solos o combinados, el criterio que debe primar en la elección del material debe ser la observación de sus propiedades mecánicas, pero es necesario tener en cuenta el costo y la duración.

**b) Aceros para sostenimiento.**- Desde el punto de vista mecánico el acero es el material más resistente y además tiene una ventaja de ocupar menos espacios y de no entorpecer la ventilación , ni estar sujeta a riesgos de incendios en cambio tiene como desventaja su costo es caro las mayores dificultades que ofrece su empleo, se emplea sobre ambientes humeados y por esos deben ser pintados para protegerlos, Si la duración es el factor importante como en el caso de los túneles de permanentes, se deben preferir emplearlo con el concreto armado. Estos materiales son más duros que la madera, pero tienen una duración prácticamente indefinido.

**c) Terrenos Masivos.** - Son aquellos que presentan una estructura uniforme, es decir que no tiene fracturas.

**d) Terrenos Fracturados.** - Se llama así a los terrenos que presentan una serie de planos discontinuos, como en el caso de una estratificación de las rocas sedimentarias. ejemplo. - areniscas, Calizas, y Pizarras y brechas.

**e) Terrenos Panizados.**- Son terrenos que presentan zonas de panizo entre dos capas de terrenos consistentes.

- f) Terrenos Suelos.** - Son los tipos de terrenos que no presentan consistencia alguna, teniéndose que enmaderar las labores inmediatamente que se abren, para impedir derrumbes, también se les llama terrenos molidos, pues no se encuentran con frecuencia piezas grandes.
- g) Terrenos Arcillosos.** - Constituidos por rocas casi plásticas que se deforman bajo una fuerte presión la mayor o menor plasticidad depende del contenido de agua y la proporción de arcilla, es una variedad también de los comúnmente conocidos como terrenos empanizados ejemplo: arcillas, o panizos, pizarras arcillosas.
- h) Principios fundamentales de estructuras de sostenimiento**
- i)** Los principios fundamentales que deben seguirse en el diseño o empleo de estructuras de sostenimiento por fuertes presiones constantes son:
- j)** La estructura debe ser colocada lo más cerca posible al frente para permitir la mínima resistencia del terreno antes de dicha colocación.
- k)** La estructura debe ser rígida para que el reajuste que se produce sea reducido al mínimo después de la colocación.
- l)** La estructura debe estar constituido por piezas de fácil construcción manipuleo e instalaciones.
- m)** Las partes de la estructura que han de recibir las presiones o choques mas fuertes deben tener tales características y ubicación que trabajen con el menor efecto sobre la estructura principal.
- n)** Los costos deben ser tan baratos como le permite su rendimiento.
- o) Soporte.** - Consistente en cerchas de acero o concreto, shotcrete o cuadros de madera, son diseñados para estabilizar la masa rocosa mediante el control del colapso progresivo o deformación de la misma.

- p) Gases en Mina.** - Los accidentes por intoxicación se cuentan entre los de mayor frecuencia en la minería peruana. Los trabajadores de la minería subterránea deben estar alertas a la presencia de siete gases peligrosos principales. Entre ellos están nitrógeno, anhídrido carbónico, monóxido de carbono, gases nitrosos, anhídrido sulfuroso, gas sulfhídrico y gas grisú.
- q) Espacio Confinado.** - Se conoce como espacio confinado, pues, al área que tiene limitadas o restringidas la entrada o la salida y que no resulta apropiada para que el hombre la ocupe de manera permanente o continua, y/o son aquellos lugares de trabajo con pocas comodidades y limitaciones particulares para el trabajador. Por lo general, el acceso a un espacio confinado se realiza con fines de limpieza, reparación, inspección, pintura o construcción, o bien para rescatar a personas o animales que, por diversas razones, no tengan los medios para salir por sí mismos.
- r) Berma de Seguridad.** - Las bermas de seguridad o para la contención de derrames, se diseñan en función de la probabilidad de que ocurra algún siniestro geomecánico, como el desplazamiento de una cuña o volcamiento de roca (según sea el caso o la situación geomecánica), por lo que será de mucha importancia realizar un buen estudio de dicha probabilidad, ya que el ángulo de talud final de la zona estudiada depende de la longitud de berma recomendada.
- s) Auditoria.-** Es la acción de verificar que un determinado hecho o circunstancia ocurra de acuerdo a lo planeado, pero si se habla de la auditoría en una organización, se refiere a las pruebas que se realizan a la información financiera, operacional y/o administrativa con base en el cumplimiento de las obligaciones jurídicas o fiscales, así como de las políticas y lineamientos establecidos por la propia entidad de acuerdo a la manera en que opera y se administra, la finalidad

de una auditoría es el certificar la confiabilidad de los Estados Financieros para los usuarios, para lo que el auditor tiene que diseñar y aplicar procedimientos que le ayuden a obtener la información apropiada para después generar conclusiones razonables y emitir una opinión independiente sobre la presentación de las cifras que aparecen en dichos estados.

**t) Estándares de Operación de Mina.** - Son normas y procedimientos establecidos en la minería cuya aplicación son de cumplimiento inmediato y con obligatoriedad.

**u) Concepto de Residuo Sólido.** - El artículo 14 de la Ley N 27314, Ley General de Residuos Sólidos, define a los residuos sólidos como: “Aquella sustancia, producto o subproducto en estado sólido o semisólido, de los que su generador dispone, o está obligado a disponer, en virtud a lo establecido en la normatividad nacional o de los riesgos que causan a la salud y al ambiente”.

**v) Residuos de Minería.**- los residuos sólidos y semisólidos emanados por la minería, se consideran: Relaves, Residuos de rocas y tierra, Aceites usados, Acumuladores o baterías, Chatarra, Envases que contuvieron residuos peligrosos, Residuos domésticos, entre otros.

## **2.4. Formulación de Hipótesis**

### **2.4.1. Hipótesis General**

Con el relleno hidráulico como solución en el ciclo de minado en la veta María Rosa; Empresa Administradora Chungar S.A.C.”, se logra la explotación de la veta María Rosa.

### **2.4.2 Hipótesis Especifico**

a.- Con el empleo del relleno hidráulico, se acelera el ciclo de minado de la veta María Rosa

- b.- Con la Implementación sistema de relleno Hidráulico, se logra minimizar los accidentes en la explotación de la veta correspondiente.

## **2.5. Identificación de variables.**

Las variables identificadas para el desarrollo de la presente tesis son:

### **2.5.1. Variable independiente.**

- A.- Condiciones de formación de los minerales.
- B.- Potencial del yacimiento.
- C.- Génesis de la mineralización.

### **2.5.2. Variable dependiente.**

- A.- Métodos de Explotación de Minas.
- B.- Aplicación del relleno hidráulico para la explotación
- D.- Disposición de relaves.

### **2.5.3. Variable Intervinientes.**

- A.- Aspecto socioeconómico de pobladores cercanos a las minas.
- B.- Vías de comunicación, necesidad de llevar a cabo la explotación de la Veta María Rosa por su alto contenido de leyes en Zinc.

### **2.5.4. Variable Ambientales.**

- A.- Clima y topografía.
- B.- Clima en interior mina

## 2.6. Definición operacional de variables e indicadores

Variable		Definición conceptual	Definición operacional	Dimensiones	Indicadores
Variable Independiente	Reprogramación del plan anual	Es un instrumento de gestión de corto plazo que viabiliza la ejecución de Proyectos Mineros. Contiene un conjunto de acciones o actividades organizadas y cronogramadas que la empresa debe realizar para alcanzar los objetivos propuestos por la gerencia en el plazo de un año	Se puede definir operacionalmente como los requisitos necesarios que se necesitan para llevar a cabo una reprogramación que incluye modificar actividades organizados y cronogramados en una unidad minera, en este proyecto nos referimos a zona 23, Compañía Minera Sotrami S.A.	Inversiones y costos	Ubicación
					Tecnología
					Reemplazo de equipos
					Variación presupuestal
					Cut off
					Desembolsos
					Informes
					Metas físicas
				Control de tiempos	Tiempos productivos
					Tiempos improductivos
Otros informes	Tolerancias				
	Informes de geología				
Variable Dependiente	Reajuste de	Se le puede definir como, simplemente, la acción y efecto de “reajustar”, aquél proceso en el que la producción necesita ser revisado una segunda vez.	se le puede llamar reajuste al aumento o reducción de producción, ya sea uno general, o aquél obtenido solo en un nivel, frente, etc.	Personal	Informes de geomecánica
					Cantidad actual
					Necesario para el proyecto
				Equipos	Costos
					Cantidad actual
					Necesario para el proyecto
Costos					

Tabla N° 2: Operacionalización de variables - Fuente. Elaboración propia (2019)

### **CAPITULO III**

#### **METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN**

##### **3.1. Tipo de investigación**

La presente tesis se desarrollará tomando en cuenta dos metodologías de trabajo.

###### **a) Descriptiva.**

Se mencionará de forma detallada la evaluación económica y el proceso de producción de la veta minera Ximena CIA minera Casapalca. Según Gago (2014) el Método descriptivo que consiste en el análisis e interpretación de los datos que han sido reunidos con un propósito definido. Por lo tanto, la presente investigación utiliza el Método Descriptivo.

###### **b) Exploratorio**

Por los datos que se tienen previamente a esta investigación se podría clasificar como exploratorio, pues es imposible predecir los resultados que se obtendrán al tratarse de muchos datos, muchos de ellos aun por obtener. Los estudios exploratorios se efectúan, normalmente, cuando el objetivo es examinar un tema o problema de investigación poco estudiado, que no ha sido abordado antes. (Sampieri H 1997 Pag,13). En este mismo sentido el presente estudio

podría ser considerado Investigación Tecnológica, el cual es aquella que responde a problemas técnicos, aprovechándose del conocimiento teórico científico producto de la investigación básica. Asimismo, organiza reglas técnicas cuya aplicación posibilita cambios en la realidad (Huamani P. 2006).

**c) Nivel de investigación.**

El nivel de investigación es integralmente inductivo. Francis Bacon (1561-1626), citado por Dávila (2006), fue el primero que propuso la inducción como un nuevo método para adquirir conocimientos. Afirmaba que para obtener conocimiento es imprescindible observar la naturaleza, reunir datos particulares y hacer generalizaciones a partir de ellos. Según Bacon, las observaciones se hacían sobre fenómenos particulares de una clase y luego a partir de ellos se hacían inferencias de la clase entera. Este procedimiento es lo que hoy se denomina razonamiento inductivo, que habría de convertirse en el principio fundamental de todas las ciencias. (Métodos científicos de indagación y de construcción del conocimiento. pp. 179-200, Artículos Científicos - 2017).

**3.2. Método de investigación**

Los métodos por emplear en la presente Tesis son:

**3.2.1. Método general.**

**a) Método Inductivo.** - Empleamos como aquel método científico que obtiene conclusiones generales a partir de premisas particulares. Se trata del método científico más usual, en el que pueden distinguirse cuatro pasos esenciales: la observación de los hechos para su registro; la clasificación y el estudio de estos hechos; la derivación inductiva que parte de los hechos y permite llegar a una generalización; y la

contrastación. Determinado por la observación, la abstracción, comparación, experimentación y la generalización.

**b) Método Deductivo.** - método deductivo se refiere a aquel método donde se va de lo general a lo específico. Este comienza dando paso a los datos en cierta forma válidos, para llegar a una deducción a partir de un razonamiento de forma lógica o suposiciones; o sea se refiere a un proceso donde existen determinadas reglas y procesos donde gracias a su asistencia, se llegan a conclusiones finales partiendo de ciertos enunciados o premisas

### 3.2.2. Método Específico.

**a) Método Analítico.** - El Método analítico es aquel método de investigación que consiste en la desmembración de un todo, descomponiéndolo en sus partes o elementos para observar las causas, la naturaleza y los efectos. El análisis es la observación y examen de un hecho en particular. Es necesario conocer la naturaleza del fenómeno y objeto que se estudia para comprender su esencia. Este método nos permite conocer más del objeto de estudio, con lo cual se puede: explicar, hacer analogías, comprender mejor su comportamiento y establecer nuevas teorías Realizando el análisis en prioridad, la clasificación y las divisiones posibles.

**b) Método Sintético.** - El método sintético es un proceso analítico de razonamiento que busca reconstruir un suceso de forma resumida, valiéndose de los elementos más importantes que tuvieron lugar durante el proceso de investigación, por lo tanto, el método sintético es aquel que permite a los seres humanos realizar un resumen de algo que conocemos.

Mediante el cual realizaremos las definiciones, los diagramas, el esquema principal, el resumen, la sinopsis y la recapitulación si hubiera.

**c) Método experimental.** - El método experimental es el método científico por excelencia. Su objetivo es la identificación de causas y evaluación de sus efectos, quien investiga trata de buscar la existencia de una relación de causalidad entre un aspecto del ambiente y un aspecto de la conducta del sujeto, controlando el resto de los factores que podrían influir en la conducta estudiada.

### **3.3. Diseño de la Investigación.**

La investigación es experimental; diseño de un solo grupo cuyo grado de control es al máximo, un ejemplo del mismo son los estudios de caso con una sola medición. Experimentos puros; buscan incrementar los conocimientos teóricos para el progreso de una determinada rama de la ciencia o la tecnología, se orienta a conocer y persigue la solución de problemas amplios y de validez general en este sentido, la investigación de J. Piaget sobre el desarrollo de la inteligencia puede considerarse investigación básica, Investigación Cuantitativa Investigación, Cualitativa Investigación Mixta.

### **3.4. Población y muestra**

#### **3.4.1. Población.**

La población para la realización de la presente tesis, se tiene que en la Empresa Volcan Unidad Económica Administrativa de Chungar, existen una variedad de vetas, entre ellas 5 tipos de vetas con diferentes formaciones geológicas, sin embargo, la de mayor potencia, es la única veta.

#### **3.4.2. Muestra.**

La muestra para la presente investigación está conformada por la veta María de Empresa Administradora Chungar S.A.C., que representa la población de vetas activas a la fecha del presente proyecto.

### **3.4.3. Muestreo.**

El muestreo de la investigación se realizó por la técnica no probabilística, muestreo por conveniencia, ya que se usó la muestra que convenga para el estudio. En este tipo de muestreos se usa una muestra que más convenga para la investigación (Niño, 2011).

## **3.5. Técnicas e instrumentos de recolección de datos**

**3.5.1 Técnicas.** La técnica de recolección de datos sigue un procedimiento específico, de manera que va recaudando los datos o la información que se requiere para el estudio (Niño, 2011).

Las técnicas que se usarán serán las de:

- **Documental:** Para la elaboración y ampliación de los antecedentes de la investigación, para la elaboración del marco teórico y conceptual referente a la investigación.
- **Codificación:** Para codificar los datos obtenidos y elegirlos. Así mismo codificar el pre y post proyecto.
- **Tabulación:** Los datos obtenidos durante el proceso de la investigación, con el manejo del Excel y el SPSS.23 arribando a las conclusiones por medio de la estadística inferencial.

**3.5.2. Instrumentos.** Los instrumentos empleados en la recolección de datos para la investigación fueron: técnicas de procesamiento y análisis de datos, registros, etc.

### **3.6. Técnicas de procesamiento y análisis de datos**

En el procesamiento de datos, se tiene en cuenta técnicas estadísticas de tendencia central y de dispersión.

### **3.7. Tratamiento estadístico**

La investigación utilizará los principios básicos de la estadística descriptiva.

### **3.8. Selección y validación de los instrumentos de investigación**

El instrumento básico estuvo compuesto por el análisis de datos el cual fue clasificado a la muestra de la población. Este instrumento se valida en función a que los datos están mejor definidos y el análisis de estos resultaran en un error mínimo a la hora de emitir juicios de valor para la toma de decisiones. Además, las bibliografías recogidas garantizaron que la información acopiada resulta ser importante para la investigación.

### **3.9. Orientación ética**

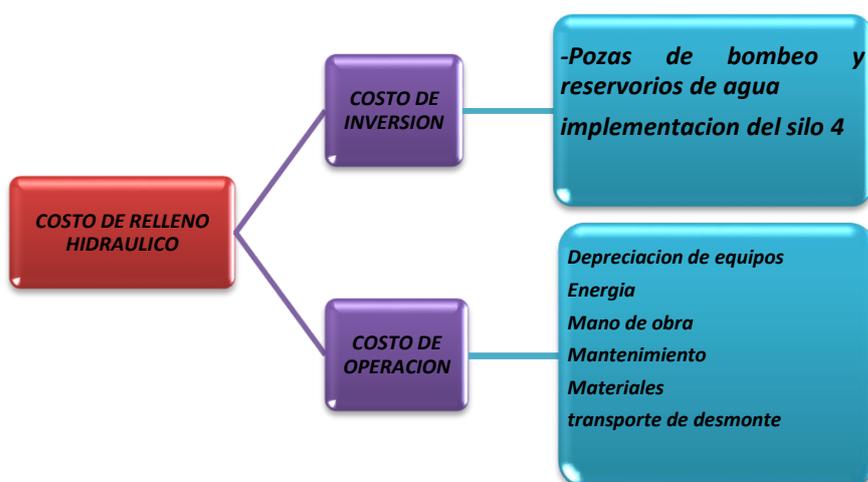
El compromiso ético es justamente en esta organización lo que legitima su propia esencia y su razón de ser, por lo que cualquier vulneración de aspectos éticos, atenta contra su propia línea de existencia: la propia naturaleza moral y legal de misión de la organización, llegando incluso a poner en riesgo su viabilidad como tal. La naturaleza de esta tipología de organizaciones precisa, según Lozano-Aguilar (2004: 123), de una realización eficiente de las actividades, pero además y principalmente tiene que partir de unas convicciones éticas públicamente reconocibles, ya que la ética constituye la propia esencia de estas organizaciones.

## CAPITULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSION

#### 4.1. Descripción del trabajo de campo

Los costos de un sistema de relleno hidráulico incluyen: costos de inversión y costos de operación. En la implementación del Sistema de Relleno Hidráulico en la Empresa Administradora Chungar S.A.C. (EACH), unidad minera ANIMON Nv 310 – Veta María Rosa, se consideran los siguientes costos que mencionamos a continuación:



Costo de inversión

En el costo de inversión se considera el costo de materiales y los costos de instalación realizados en: reservorio de agua para abastecer el silo 4, red de tuberías para el relleno hidráulico, y la planta de relleno hidráulico.

### **Implementación del silo 4 y construcción del reservorio para agua y finos**

En el cuadro siguiente se resume la inversión realizada en el reservorio:

N°	DESCRIPCIÓN	CANT.	UNID.	PU(US\$)	COSTO (US\$)
1	TUBO POLIETILENO 2" CLASE 10	300	m	1.49	447.60
2	TUBO POLIETILENO 4" CLASE 10	900	m	4.85	4363.20
3	GEOMENBRANA TORODIN HYDROS	175	m <sup>2</sup>	5.31	929.25
4	ALAMBRE NEGRO 16	10	Kg	0.89	8.92
5	GEOTEXTIL NO TEJIDO MACTEX MT 300/MT 200	120	m <sup>2</sup>	0.93	111.72
6	Medidores de densidad	2	Unid.	1500	3000
7	Bomba sumergible de 15 HP	1	Unid.	8000	10000
8	Costo de instalación				15000.00
<b>COSTO TOTAL</b>					<b>33,861</b>

Tabla N° 3 – Cuadro de Inversión realizada en silo 4

### **Tuberías**

La inversión realizada en tuberías se explica en el cuadro siguiente:

N°	DESCRIPCIÓN	CANT.	UNID.	PU(US\$)	COSTO (US\$)
1	Tuberías de polietileno de 4"PN-12.5	1000	m	5.90	5896.00
2	Tuberías de acero SCH 80 S/C de 4"	1800	m	32.17	57900.60
3	NIPLE SCH80	250	Unid.	5.99	1497.50
4	UNION VITAULIC	520	Unid.	9.34	4858.36
5	VALVULA BOLA ACERO INOXIDABLE 2"	2	Unid.	39.35	78.69
6	VALVULA BOLA ACERO INOXIDABLE 2"	1	Unid.	36.42	36.42
7	VALVULA BOLA ACERO INOXIDABLE 4"	2	Unid.	266.50	266.50
8	BRIDA DE ACERO P/TUBERIA 6"	16	Unid.	12.06	192.96
9	CEMENTO GRIS	400	bolsa	4.83	1932.40
10	Alcayatas	1000	Unid.	7.56	7563.00
11	Otros materiales				7388.37
12	Costo de instalación				23621.59
<b>COSTO TOTAL</b>					<b>\$111,232</b>

Tabla N° 4 – Cuadro de Inversión realizada en tubería

A continuación, se presenta un resumen de la inversión realizada en el proyecto de relleno hidráulico:

DESCRIPCION	SUB TOTAL COSTO (US\$)
SILO 4	33,861
TUBERIAS	111,232
<b>TOTAL</b>	<b>145,093</b>

Tabla N° 5 – Cuadro de Resumen de Inversión de proyecto

## Costo de operación del sistema de relleno hidráulico

### Costo de depreciación del equipo

La tasa de depreciación anual en Empresa Administradora Chungar S.A.C. (EACH), Unidad Minera Animon” es de 20%. Los cálculos del costo de depreciación se resumen en el cuadro siguiente:

COSTO DE DEPRECIACIÓN		
DESCRIPCION	UNIDAD	TOTAL
Inversión inicial	\$	273692
Tasa de depreciación anual	%	20%
Depreciación anual	\$	54738
Producción de mineral mensual	TM	10000
Producción de mineral anual	TM	120000
Costo de depreciación	\$/TM	0.46

Tabla N° 6 – Cuadro de costos de depreciación

### Costo de energía

El costo de consumo de energía eléctrica se presenta en el cuadro siguiente:

COSTO DE ENERGIA					
DESCRIPCION	H/DIA	POT-HP	POT -KW	KW.H/DIA	S./DIA
Dos Bomba para agua - Glorita (15 HP)	5	15	11.19	55.93	18.46
Iluminacion (planta, reservorio de agua, etc)	12	27	20	240.00	79.20
Chancadora de rodillos y quijada (60 HP) y (4HP)	5.5	64	47.72	262.49	86.62
Zaranda (20HP)	5	20	14.91	74.57	24.61
Agitador (18HP)	5	18	13.42	67.11	22.15
Dos Bombas Horizontales	20	150	110	700.10	184.6
<b>TOTAL</b>		296	217.25	559	<b>415.03</b>

Tabla N° 7: Cuadro de costos de consumo de energía eléctrica

### Costo de mano de obra

El costo de mano de obra se resume en el siguiente cuadro:

COSTO DE MANO DE OBRA			
DESCRIPCION	TAREAS/DIA	S./ / TAREA	S./ / DIA
Operador SILO 1 y SILO 2	2	63.2	126.4
Operador del SILO 4	1	63.2	63.2
Maestro Mina	1	71.40	71.40
Inspector de Tuberías	1	63.2	63.2
Ayudante Mina	2	63.2	126.4
Personal de Sostentamiento	2	71.40	142.79
<b>TOTAL</b>			<b>592.30</b>
Costo de mano de obra	3.95	Soles/ m <sup>3</sup> de RH	
Costo de mano de obra	1.39	Soles / TM mineral	
Costo de mano de obra	0.43	\$/ TM mineral	

Tabla N° 8: Cuadro de costos de mano de obra

## Costo de mantenimiento

El costo de mantenimiento de la planta de relleno hidráulico y de los equipos de bombeo de agua se estimó en experiencias similares de otras empresas mineras.

En el cuadro siguiente se puede observar dicho costo:

COSTO DE MANTENIMIENTO (estimado de comparación con otras minas)		
Costo de Mantenimiento	0.50	Soles/ m <sup>3</sup> de RH
Costo de Mantenimiento	0.18	Soles / TM mineral
Costo de Mantenimiento	0.05	\$/ TM mineral

Tabla N° 9: Cuadro de costos de mantenimiento de planta

## Costo de transporte de agregados

Los costos de transporte se resumen en el cuadro siguiente:

COSTO DE TRANSPORTE DE AGREGADOS			
Descripción para 152m <sup>3</sup> de RH	Hr/día	P.U. S./hora	Total S./ / Día
Transporte hasta el SILO 4	5.40	148.18	783.97
Equipo de carguío en SILO 4	3.20	93.85	300.32
Transporte de desmonte de Nv 310	2.50	54.80	137.00
Equipo de carguío Nv 310	3.20	93.85	300.32
Equipo de LHD para diques	3.00	93.85	281.55
TOTAL			1,803.16
Costo de mano de obra	12.02	Soles/ m <sup>3</sup> de RH	
Costo de mano de obra	4.22	Soles / TM mineral	
Costo de mano de obra	1.30	\$/ TM mineral	

Tabla N° 10: Cuadro de Inversión realizada en silo 4

### 4.1.1. Datos generales del titular minero

La Empresa Administradora Chungar S.A.C. (EACH), unidad minera Animon, está ubicada en el lugar denominado Cuchimachay – La Cruzada, en el Distrito de Huayllay, Provincia y Departamento de Pasco, Región Pasco, a una altitud de 4 610 msnm, y a 76°25'19" de longitud y a 11°01' 35" de latitud con coordenadas UTM:

- a) N: 8 780 500
- b) E: 345 000

### Accesibilidad

A la Unidad Minera ANIMÓN, la accesibilidad es por:

- a) La ciudad de Lima – Oroya – carretera Cerro de Pasco – Mina Animón es de 304 Km.
- b) La ciudad de Lima – Huaral - Mina Animón es de 225 Km.
- c) La ciudad de Lima – Canta – Mina Animón es de 219 Km.

Cabe mencionar que la mina Animón se ubica a 50 Km. Al sur – oeste de la ciudad de Cerro de Pasco y a 7 Km. al oeste del distrito de Huayllay, (ver plano N°01)

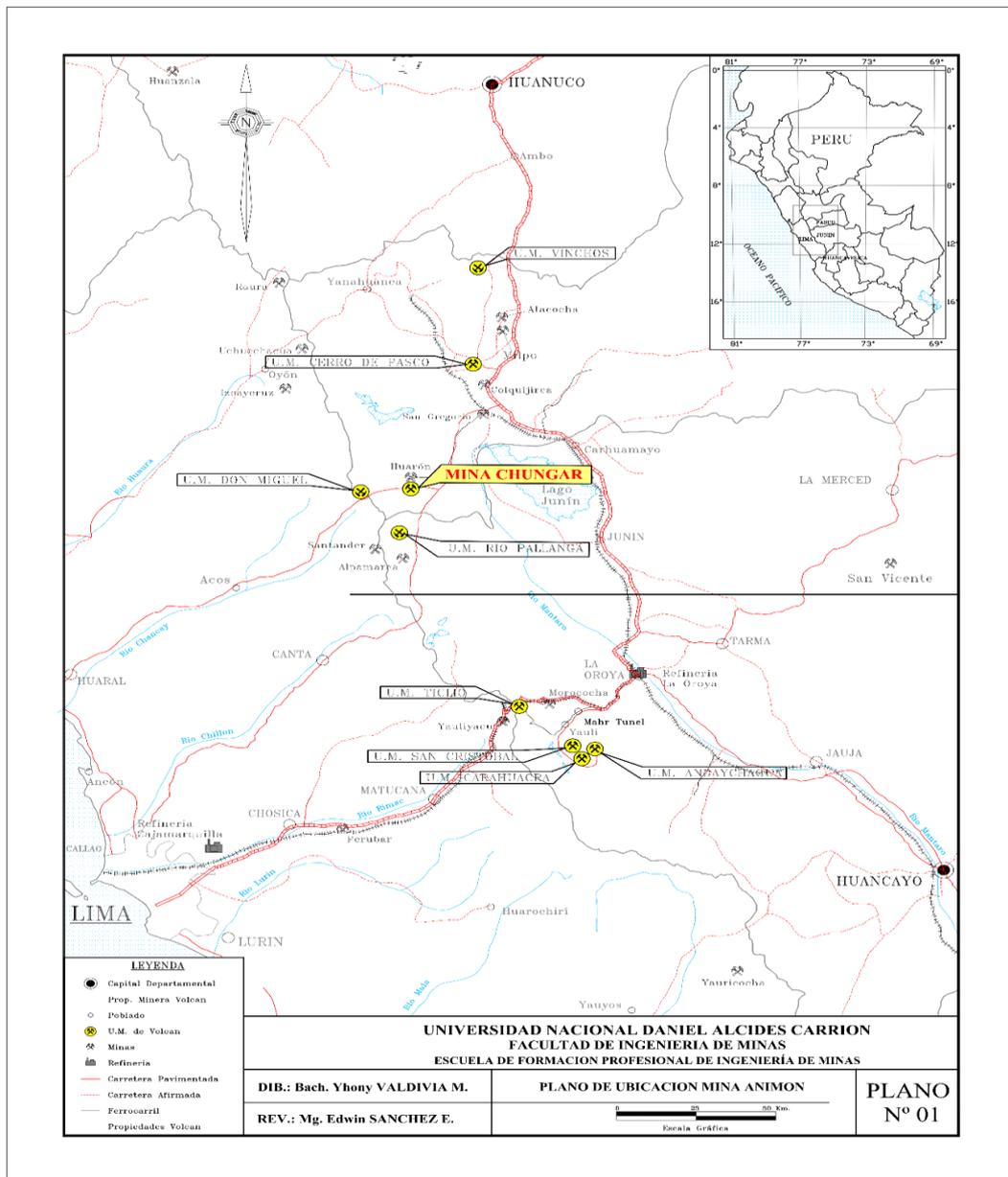


Figura 1: Fuente: Facultad de ingeniería de Minas – UNDAC

**4.1.1.1. Antecedentes históricos.** Por los años 1913 el Sr. Mateo Galiuf observa un afloramiento oxidado potente al borde este de la laguna Naticocha que viene hacer la continuación de la veta Restauradora que es propiedad de Huarón y se prolonga hacia el oeste por debajo de la laguna Naticocha; al encontrarse libre esta área la denuncia y toma posesión de la concesión el mismo año, con el nombre de Montenegro.

Por el año 1936 del Sr. Galiuf inicia una labor de reconocimiento de 50 metros al este sobre la cota 4610 m.s.n.m. sobre este afloramiento al que denomina como veta principal. Desde el año 1939 a 1947 existieron problemas limítrofes hacía el este con la concesión Restauradora propiedad de Cia. Minera Huarón, durante ese lapso Huarón sustrajo ilícitamente por el sistema de “glory hole” aproximadamente 50 000 T.M.S. desde el Nv. 400 hasta el Nv. 605, en un tramo de 50 metros al oeste del límite de Restauradora. Desde 1947 a 1956 existió un litigio administrativo y judicial por la sustracción indebida por parte de Huarón.

A partir de 1960 se inicia la construcción del pique Montenegro que profundiza hasta el año 1966 al nivel 420, a partir de este año se inicia un desarrollo agresivo de la veta Principal en los niveles 575, 540 y 465 hasta el año 1970; a partir de este año hasta el año 1982 se trabaja un 30% la zona de Montenegro y un 70% áreas arrendadas de Huarón y Centromin en las concesiones de Bellavista, Demasía Elena, CPH 18, CPH 19 y CPH 58.

A partir de 1983 se dio mayor impulso al desarrollo, exploración, preparación y explotación de la veta principal y otras estructuras menores: habiéndose extraído a la fecha desde el Nv. 310 a Nv. 540 aproximadamente 1 500 000 TMS de mineral.

La producción diaria de la mina antes del desastre natural del 23 de abril de 1998 fue de 400 TMS diarias. A mediados del año 1997 se compraron las concesiones de Centromín CPHs 18, 19, 58 y Ranita; y en setiembre del 2 000 se compraron concesiones de Huarón que han permitido aumentar el potencial y vida de Animón.

- **Topografía**

La Empresa Administradora Chungar S.A.C., Unidad Minera ANIMÓN, presenta una topografía moderada y estable en sus partes bajas. En dirección Este y Oeste se observan agudos picos que alcanzan los 5500 msnm que pertenecen a las cordilleras que dominan los bordes de la meseta andina, compuestas por la cordillera occidental y oriental en los Andes Centrales del Perú, Cabe señalar que la zona presenta baja actividad sísmica. Los grandes temblores que afectan con regularidad a la costa peruana rara vez repercuten en la sierra, los suelos son típicos de gran altura constituidos por terrenos del tipo franco arenoso. Estos suelos se hallan cubiertos por praderas incipientes y temporales, alejados de centros poblados y zonas de pastoreo.

| En la zona se ha identificado ecosistemas como: Bofedales (formación vegetal compuesto por hierbas de porte almohadillado,

arrosetadas muy diversas), pajonal bajo (formación herbácea de porte bajo, dominada por gramíneas de porte alto, dispuestas en manojos aislados y constituyen el pajonal de puna); y el de Matorral Bajo o ladera rocosa (con vegetación compuesta principalmente por gramíneas de porte alto “ichu” y arbustos espinosos). En general, la vegetación es incipiente en la zona, existen ichu y pastos calificados de tercera clase que pertenecen a los géneros de “festuca” y “calamagrosis”, “gramíneas”, “juncáceas” y algunas “leguminosas”. La fauna existente en el lugar se reduce a la presencia de ovejas y algunos camélidos sudamericanos, al igual que aves acuáticas como la parihuana, el kivio, patos silvestres, huayatas, etc.



*Figura 2: Vegetación de la zona*

- **Clima**

El clima de la zona corresponde al de “Tundra Seca de Alta Montaña”. El clima en general es típico de puna caracterizándose por presentar dos estaciones marcadas entre sí, durante el año una estación seca entre los meses de mayo a setiembre con

temperaturas que varían entre  $-15^{\circ}\text{C}$  y  $+10^{\circ}\text{C}$ ; y una estación lluviosa de setiembre hasta abril con temperaturas que varían entre  $-5^{\circ}\text{C}$  y  $15^{\circ}\text{C}$ . Las precipitaciones pluviométricas arrojan un promedio anual de 890mm (35”) de los cuales el 80%, que corresponden a la estación lluviosa. La humedad relativa en la zona es de 60% con cielo cubierto y nubosidad baja durante los meses de enero a marzo y una humedad relativa de 50% con cielo despejado y estratos de nubosidad altas durante los meses de Abril a Diciembre.



*Figura 3: Clima árido y lluvioso*

- **Hidrografía**

El sistema hidrológico del lugar pertenece a la cuenca hidrográfica del atlántico y está formado por un conjunto de lagunas tales como: Naticocha, Yanamachay, Llacsacocha, Shegue, y Huaroncocha; de estos se toma como suministro de agua industrial de la Laguna Naticocha para la Planta Concentradora, cabe mencionar que

también de estas aguas se suministran para el uso del consumo en la zona de minería, es decir en Animón



*Figura 4: Hidrografía de Chungar*

- **Geomorfología**

La zona se encuentra a una altitud entre los 4,610 msnm, y los 5,000 metros, se ubica al oeste de la meseta de Junín en los límites con la cordillera Occidental de los Andes de rumbo NW con picos de alturas superiores a los 5,000 metros.

La altura media de la zona oscila entre los 4,600 y 4,350 metros. Las aguas mayormente fluyen hacia el Río Mantaro de la cuenca del Atlántico. El contacto de la cordillera con la altiplanicie o meseta de Junín es una gran falla regional, inversa de rumbo NW y que está relacionada a la ocurrencia de varios yacimientos minerales a lo largo de la misma, mayormente pone en contacto las Calizas de la Formación Jumasha (metalotectos) de edad cretácica con las Capas Rojas superiores o Serie Abigarrada de edad terciario inferior.



*Figura 5: Geomorfología de la zona de Animón*

**4.1.1.2. Geología local.** El yacimiento de Animón litológicamente está conformado por sedimentitas que reflejan un periodo de emersión y una intensa denudación. Las “Capas Rojas” del Grupo Casapalca presentan dos ciclos de sedimentación: El ciclo más antiguo es el más potente con 1,400 a 1,500 metros de grosor y el ciclo más joven tiene una potencia de 800 a 900 metros. Cada ciclo en su parte inferior se caracteriza por la abundancia de conglomerados y areniscas, en su parte superior contienen horizontes de chert, yeso y piroclásticos. La gradación de los clastos y su orientación indican que los materiales han venido del Este, probablemente de la zona actualmente ocupada por la Cordillera Oriental de los Andes. En el distrito minero se distinguen dos formaciones bien marcadas: Formación Inferior y Superior.

**a. Formación Inferior**

Está conformado por tres unidades:

○ **Unidad Inferior**

Está constituida por margas y areniscas se ubica en la parte central y más profunda del anticlinal de Huarón su grosor debe sobrepasar los 800 m.

○ **Unidad Media**

Aflora en el flanco este del anticlinal y es continuo por varios kilómetros con un grosor de 485 m. Se distinguen los siguientes horizontes:

- a. Horizonte Base. - conformada por el conglomerado Bernabé que es un “Metalotecto” importante de la región con un grosor de 40 metros y está constituido por clastos de cuarcita de 10 cm. de diámetro y matriz arenosa.
- b. Horizonte Central. - Constituido por areniscas y margas rojas tiene una potencia de 420 metros.
- c. Horizonte Techo. - “Metalotecto” calcáreo chértico de Sevilla y Córdoba de color violáceo y gris claro, masivo, lacustre con un grosor de 25 metros.

○ **Unidad Superior**

En la base tiene cinco niveles de conglomerados que juntos alcanzan un grosor de 80 metros. Sus sedimentos son detríticos provenientes de la erosión de la Unidad media; se tienen grandes bloques de chert “Re depositados”, sigue una secuencia de areniscas moradas y niveles calcáreos. En total esta unidad tiene un grosor de 300 metros.

#### **b. Formación Superior (Serie Abigarrada)**

Tiene un grosor de 800 metros, es la única masa rocosa presente en ambos flancos del anticlinal. En el flanco Este es poco silisificada, se inicia con conglomerados gruesos favorables para la mineralización, es otro de los “metalotectos” importantes de la región conocida como “Conglomerado San Pedro” se tiene clastos grandes de cuarcita y caliza estos últimos son fácilmente reemplazados por sulfuros. El Conglomerado San Pedro tiene un grosor de 20 a 50 metros, luego se tiene una alternancia de areniscas con detritos volcánicos, conglomerados intermedios, arcosas, areniscas conglomeradas, areniscas y niveles calcáreos chérticos de 30 metros y areniscas margosas. Esta “serie abigarrada” se encuentra mayormente en la zona de Quimacocha.

**4.1.1.3. Geología regional.** Las Unidades litoestratigráficas que afloran en la región minera de Animón-Huarón están constituidos por sedimentitas de ambiente terrestre de tipo “molásico” conocidos como “Capas Rojas”, rocas volcánicas andesíticas y dacíticas con plutones hipabisales.

En la región abunda las “Capas Rojas” pertenecientes al Grupo Casapalca que se encuentra ampliamente distribuida a lo largo de la Cordillera Occidental desde la divisoria continental hacia el este y está constituido por areniscas arcillitas y margas de coloración rojiza o verde en estratos delgados con algunos lechos de conglomerados y esporádicos horizontes lenticulares de calizas grises, se estima un

grosor de 2,385 metros datan al cretáceo superior terciario inferior (Eoceno).

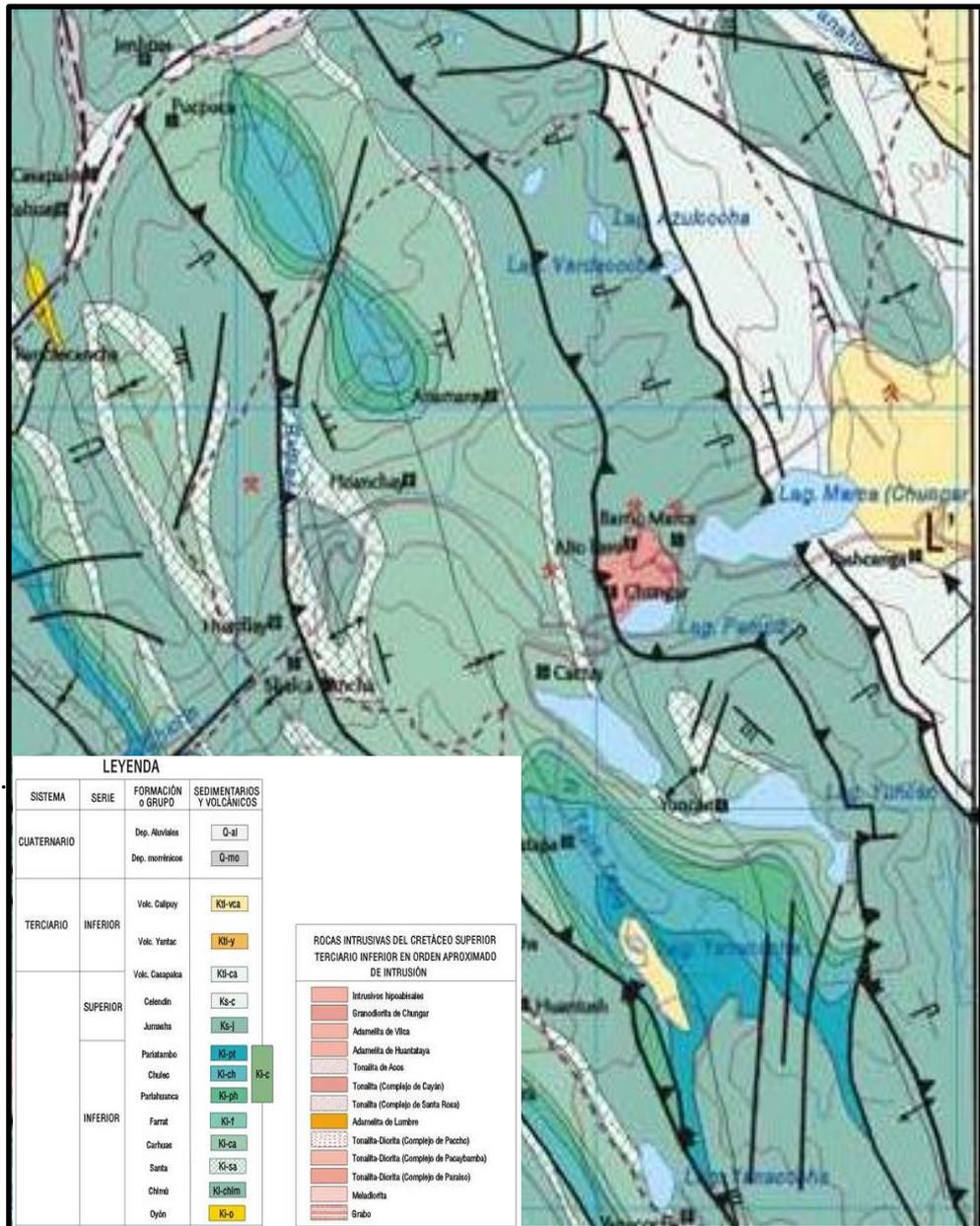
En forma discordante a las “Capas Rojas” y otras unidades litológicas del cretáceo se tiene una secuencia de rocas volcánicas con grosores variables constituido por una serie de derrames lávicos y piroclastos mayormente andesíticos, dacíticos y riolíticos pertenecientes al Grupo Calipuy que a menudo muestran una estratificación subhorizontal en forma de bancos medianos a gruesos con colores variados de gris, verde y morados. Localmente tienen intercalaciones de areniscas, lutitas y calizas muy silicificadas que podrían corresponder a una interdigitación con algunos horizontes del Grupo Casapalca. Datan al cretáceo superior-terciario inferior (Mioceno) y se le ubica al Suroeste de la mina correspondiente. Completan el Marco Geológico-geomorfológico una posterior erosión glaciaria en el pleistoceno que fue muy importante en la región siendo el rasgo más elocuente de la actividad glaciaria la creación de grandes cantidades de lagunas. (Ver Plano N° 02)



**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**  
**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

**GEOLOGIA REGIONAL: MINA ANIMON**

<b>Distrito:</b> Huayllay	<b>Dib.:</b> VALDIVIA MORALES Yhoni A.	<b>PLANO N° 02</b>
<b>Prov. :</b> Pasco	<b>Rev.:</b> Mg. SANCHEZ ESPINOZA Edwin	
<b>Depto. :</b> Pasco	<b>Escala:</b> S/E	



*Figura 7: Plano de geología regional - Animón*

#### 4.1.1.4. Geología estructural

**A- Plegamiento.** - Por acción de la Orogénesis Incaica, por esfuerzos compresivos Este-Oeste, los sedimentos pre terciarios y terciarios han sido fuertemente plegados en estructuras que se orientan en forma regional al N 25° W. La manifestación tectónica principal de la zona es el anticlinal de Huarón, cuyas características son las siguientes:

- a. Es un pliegue asimétrico, con el flanco oriental de mayor buzamiento 50°-60°E que el occidental 35°- 42°W.
- b. El plano axial se orienta al N 20°- 30°W y se inclina al oeste.
- c. El plano axial presenta en la parte central del distrito una suave convexidad hacia el este.
- d. El eje del anticlinal presenta doble hundimiento; la parte norte se hunde 15°-20° al Norte y la parte Sur 5° a 8° al Sur.
- e. Las dimensiones de la estructura son de 20 Km. a lo largo de la zona axial longitudinal y 6 Km. a lo largo de la zona axial transversal (se toma como horizonte guía el techo del chert Córdova). A 3.5 Km. al oeste del anticlinal de Huarón se ubica el sinclinal de Quimacocha cuyo plano axial es paralelo al anticlinal de Huarón. La geometría del anticlinal de doble hundimiento implica que la estructura ha sido originada por una deformación dómica en respuesta a fuerzas tectónicas dirigidas hacia el Este y hacia arriba, la resultante mayor orientada a N65°E fue aplicada en la parte central del distrito y la resultante intermedia fue dirigida hacia arriba.

La ausencia de fracturas pre-intrusivas tensionales y de cizallamiento indican que la deformación del anticlinal se efectuó dentro de los límites elásticos específicos que caracterizan a las unidades litológicas, por lo tanto, la acumulación de una enorme energía, en estado latente dentro de la estructura fue el efecto concomitante a la acción de los esfuerzos de compresión en épocas pre-intrusivas. Posterior al depósito de los piroclastos de Huayllay y en épocas post-minerales se registró un plegamiento adicional de poca intensidad (plegamiento Quichuano) que ha producido suaves ondulaciones en la formación Huayllay.

**B- Intrusión.** - El relajamiento de las fuerzas tectónicas compresionales pre intrusivas y la acción del rebote elástico concentrado a lo largo de la zona axial longitudinal y de la zona axial transversal (parte convexa del anticlinal flexionado) originaron zonas de tensión o de debilidad a lo largo de los cuales se produjeron rupturas en el anticlinal. Estas fracturas sirvieron posteriormente de canales de circulación y de precipitación de los fluidos ígneos de composición monzonítica cuarcífera y se formaron los diques axiales longitudinales y transversales. Los diques axiales longitudinales se presentan como un enjambre de 6 diques dentro de un cuerpo lenticular, cuya parte más ancha tiene 1.4 km. y se orienta al N 25° W. Esta parte se adelgaza progresivamente en su recorrido de 3 Km. al norte y de 5 Km. hacia el Sur. Los diques axiales longitudinales muestran una duplicación

en los afloramientos debido a la acción de fallas normales de edad post intrusiva y pre-mineral, las cuales se originaron durante el movimiento de ascensión de la parte central del anticlinal de doble hundimiento (ver sección transversal).

El ancho de los diques longitudinales en superficie y en la parte central alcanza hasta 350 metros, en profundidad tienden a adelgazarse y a buzarse  $85^{\circ}$ -  $88^{\circ}$  al oeste.

Los diques axiales transversales intruyen la parte oriental del anticlinal. En esta zona se observan 3 diques orientados en dirección E-W y  $N 85^{\circ}W$  distribuidos en una zona de 300 metros de ancho.

Hacia el este los diques se adelgazan y se extienden por 350-400 metros de longitud.

En la zona central del anticlinal los diques axiales longitudinales y los diques axiales transversales se unen, adquieren su mayor potencia y son más abundantes.

Los diques longitudinales y transversales han desplazado muy pocos metros a los horizontes litológicos y no han producido metamorfismo de contacto en las rocas encajonantes.

La acción de las soluciones hidrotermales post intrusivas ha producido seritización, caolinización y fuerte piritización en los diques, por los cuales las texturas y la composición modal de los intrusivos son difíciles de visualizar.

**C.- Fracturamiento.-** En épocas posteriores el emplazamiento de los diques axiales, el anticlinal de Huarón fue nuevamente

comprimido por fuerzas dómicas cuya principal resultante fue orientada al S 80° E y hacia arriba. Estas fuerzas sobrepasaron el límite elástico de las formaciones litológicas y dieron origen al fracturamiento transversal y longitudinal del anticlinal y al desplazamiento ascensional de la parte central del distrito.

El fracturamiento se realizó mediante dos conjuntos de fracturas pre minerales: El conjunto transversal orientada en dirección E-W: y el conjunto longitudinal orientada en la dirección N-S. El primer conjunto se caracteriza por presentar dos sistemas de fracturas que tienden a converger en profundidad. Al primer sistema que buza 70°-80° al norte y se localiza en la parte media y sur del distrito, pertenecen una gran cantidad de fracturas, entre las que se encuentran las fracturas inversas mineralizadas de Andalucía, Restauradora (Principal), Cometa, Elena, Yanamina, Travieso, Alianza y Yanacrestón.

Al segundo sistema que buza 80°-90° al sur y se localiza en la parte norte pertenecen pocas fracturas entre los que se encuentran las fracturas inversas mineralizadas a Shiusha Norte, Mechita, Shiusha Sur, Pozo D y Patrik; en cambio hacia la parte suroeste (Quimacocha) se tiene mayor número de fracturas inversas mineralizadas que buza 55°-65° al sur como: Precaución, Cabrillas, Veta 15, Veta 16. Mayormente debido a que las fuerzas de comprensión Este-Oeste formadores del anticlinal de Huarón ocasionarán fallas longitudinales al eje del anticlinal y luego una gran ruptura en (x) de cizalla, con dos fallas Naticocha-

Llacsacocha y Cometa-Huaychao en diferentes edades cada uno que han dividido en cuatro partes el anticlinal de Huarón cada uno con minerales característicos.

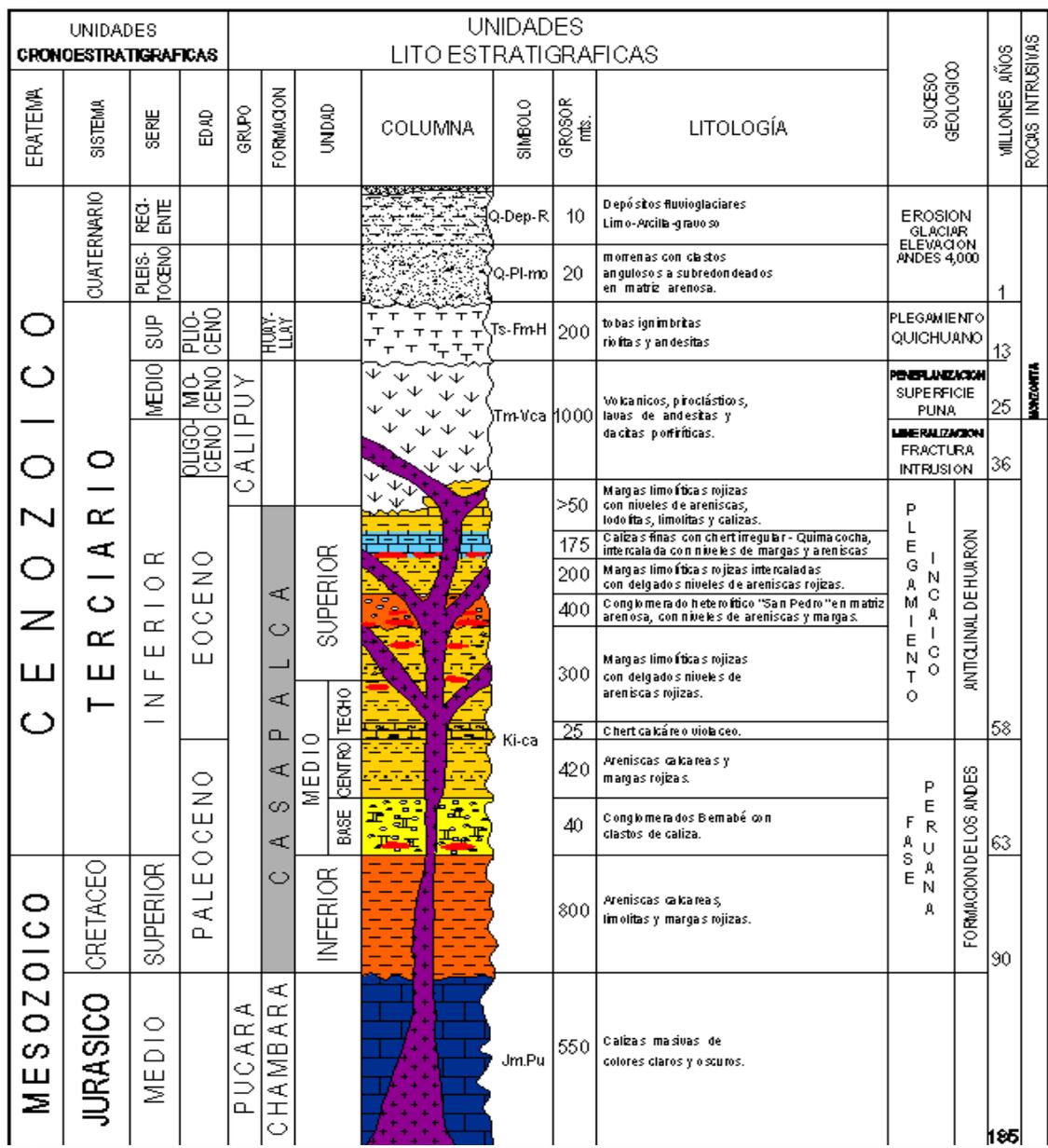
El conjunto de fracturas orientados en dirección Norte-Sur que buzan  $40^{\circ}$ - $55^{\circ}$  al oeste y se localizan en la parte W del distrito, se caracterizan por ser fracturas preminerales concordantes con la estratificación. Entre estos se tienen a las fracturas mineralizadas de Fastidiosa, San Narciso y Constancia. El bloque central del distrito, limitado por las fracturas extremas Pozo D. Shiusha, Fastidiosa y Restauradora, ha sido elevado por desplazamientos hórticos unos 600-700 metros con referencia a la parte estable de la zona Norte. Aunque el desplazamiento total se distribuye en varias fracturas, el desplazamiento relativo entre las paredes de cada fractura es de bastante magnitud; lo cual produce una situación de favorabilidad para la extensión y persistencia tanto lateral como en profundidad del fracturamiento pre-mineral. Los fracturamientos post-minerales han sido de mucho menor magnitud que los pre-minerales y generalmente se han efectuado en forma concordante con los fracturamientos pre-minerales.



**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**  
 ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

**GEOLOGIA ESTRUCTURAL DE LA MINA ANIMON**

Distrito: Huayllay	Dib.: VALDIVIA MORALES Yhoni	<b>PLANO N° 03</b>
Prov.: Pasco	Rev.: Mg. Edwin SANCHEZ ESPINOZA.	
Depto.: Pasco	Escala: S/E	

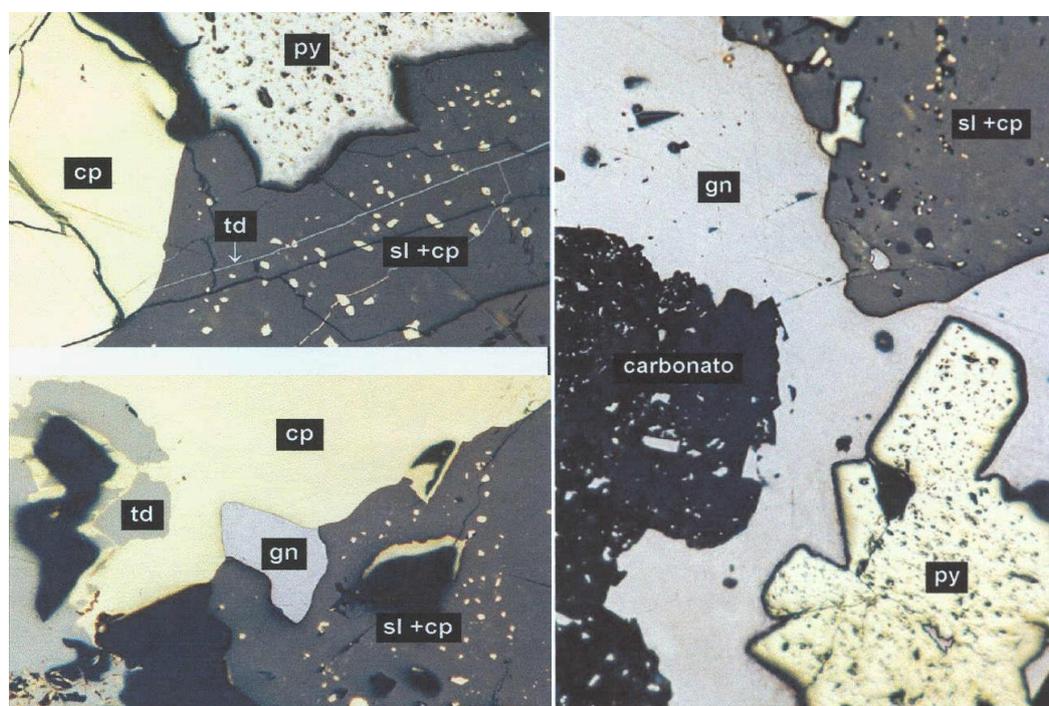


#### 4.1.1.5. Geología económica.

##### A. Mineralización:

La mineralización polimetálica económica está constituida principalmente por sulfuros: esfalerita (si), galena (gn), chalcopirita con trazas de sulfosales de cobre (tetrahedrita-tennantita) (td) y sulfosales de plata (pirargirita) asociadas con pirita (py), marcasita y hematita (hm). La ganga no metálica lo constituyen el cuarzo (qz), rodonita y carbonatos (calcita (ca), dolomita (do), rodocrosita (rd), ankerita y siderita).

Los estudios minerográficos han establecido la siguiente secuencia paragenética: py-sl, cpI-th, cpII-gn-ca y finalmente rd.

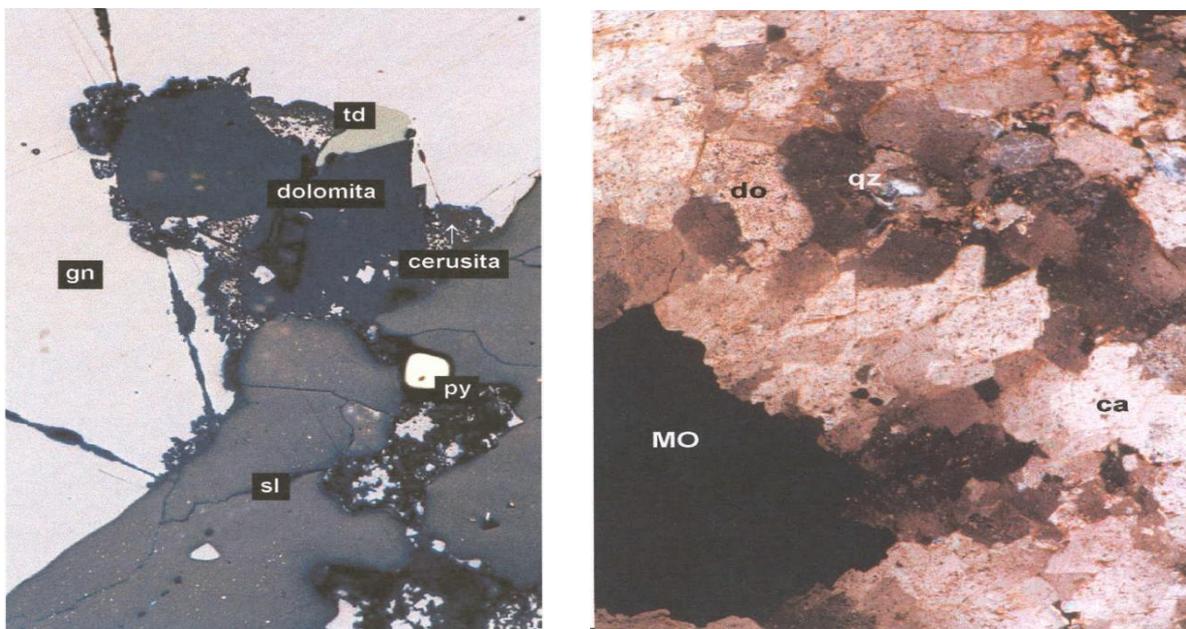


**Veta María Rosa.**

**Conglomerado mineral**

Figura 9: presentación de los estudios minerográficos

Pirita (py), calcopirita (cp), tetraedrita-tennantita (td), esfalerita (sl), galena (gn).



Caliza dolomitizada con mineral

Caliza dolomítica con moderada diagénesis

*Figura 10: secuencias paragenéticas*

## B. Alteraciones:

Las alteraciones hidrotermales reconocidas se pueden definir:

- Argilización (arcillas-pirita), caracterizado por sus colores blanquecinos, reconocidos en la roca caja de las vetas y en niveles de areniscas y conglomerados.
- Seritización (sericita-pirita), caracterizado por sus coloraciones verduzcas asociado a las vetas y cuerpos.
- Propilitización (epidota-clorita-pirita) es característica la ocurrencia de epidota en forma núcleos, reconocidos en el sector este de la laguna Quimacocha en la secuencia de margas.
- Carbonatación (carbonatos: calcita, dolomita, rodocrosita, siderita, ankerita-pirita), en forma de pequeños parches irregulares y

reemplazamiento principalmente en los cuerpos, ocurren principalmente en areniscas calcoarenosas y conglomerados.

- Dolomitización (calcita-dolomita-pirita) caracterizada por la recristalización de las calizas formando WSCa (calcita blanca esparítica) y WSD (dolomita blanca esparítica).

### **C. Zoneamiento Principal:**

En el Distrito Minero de Animón-Huarón, la mineralización, se ha distribuido en zonas concéntricas, tridimensionales asimétricas, los minerales de mayor temperatura correspondientes al primer ciclo de mineralización, se ubican en la parte central ó núcleo y están compuestos por pirita, enargita y otra que rodea a la anterior de pirita, tetraedrita, luego hay una zona de mediana temperatura, correspondiente al segundo ciclo de mineralización o zona media, estos minerales instruyen y traslapan a los del primer ciclo y originan asociaciones de cobre-zinc y plomo ó minerales triples, cuyo mineral característico es la marmatita. Hay un tercer ciclo de mineralización de baja temperatura, que conforman la parte exterior y estarían ubicados en el área de Animón, que son esfaleritas rubia y marrón, galena, baritina y rodocrosita.

#### **a. Yacimiento Mineral – Modelo Geológico**

La secuencia sedimentaria de la formación Casapalca afectada por intrusiones magmáticas y las fases tectónicas han definido el patrón estructural constituido por sistemas de fallamiento/fracturamiento que posteriormente han sido rellenadas con mineralización polimetálica de Zn-Pb-Ag-Cu originando

calizas de la secuencia superior de la Formación Casapalca, vetas hidrotermales y en las secuencias carbonatadas de la parte superior cuerpos de reemplazamiento.

En la formación de los cuerpos, adicionalmente al control estructural, son importantes las brechas, la porosidad y reactividad favorable de la roca (calizas o calco-arenitas). Estos han servido como un control litogeoquímico en la precipitación de sulfuros, muchas veces entrampados en el techo y piso por margas limolíticas.

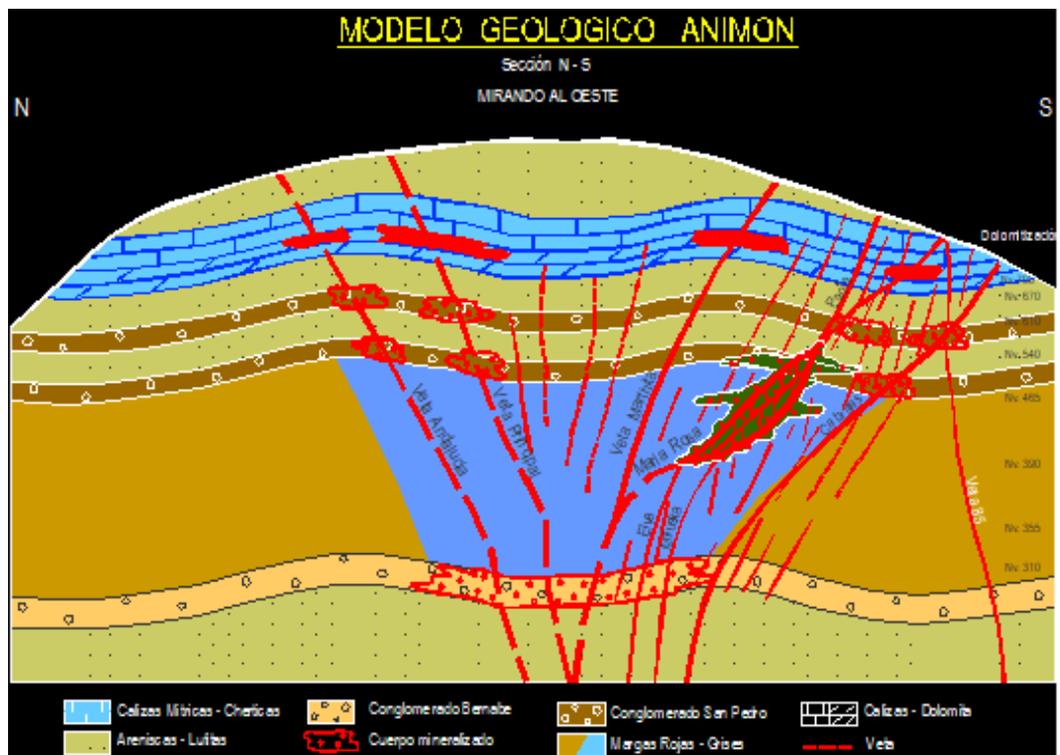


Figura 11: modelo geológico de la mina Animón

## b. Estilos de Mineralización

Inmediatamente después de la formación de las primeras fracturas pre-minerales los cuales se iniciaron en la parte central del Distrito, las soluciones hidrotermales primitivas las invadieron y circularon a lo largo de ellos a temperaturas relativamente altas. Los

compuestos llevados en solución fueron precipitados en el siguiente orden paragenético: cuarzo lechoso, pirita, enargita y tetraedrita. La enargita es abundante en las partes centrales del distrito y la tetraedrita (con poco contenido de plata) lo es en las partes exteriores del área de enargita. A este primer ciclo de precipitación mineral pertenecen las vetas Travieso, Alianza, Veta 4, Tapada, la parte sur de la Veta Fastidiosa y la parte norte de la Veta San Narciso. La precipitación se realizó en un tiempo relativamente prolongado, lo que permitió la formación de cristales de diámetros medianos. En respuesta a pulsaciones tectónicas adicionales que hicieron progresar el movimiento hórstico y permitieron la reapertura y ampliación de las fracturas existentes y la formación de nuevas fracturas adyacentes, se produjo una nueva actividad magmática con la consecuente inyección de un segundo ciclo de mineralización a mediana temperatura. El movimiento diferencial de las cajas permitió que los precipitados del primer ciclo fueron brechados, intruídos y cementados por los minerales de la segunda etapa de mineralización, cuyo orden paragenético es el siguiente: cuarzo lechoso, pirita, marmatita y galena. El tiempo de precipitación del segundo ciclo fue más prolongado que en el primer ciclo y el enfriamiento fue más lento, por lo cual se tienen cristales de mayor diámetro. Al segundo ciclo de mineralización pertenecen las Vetas: Santa Rita, Cometa, Providencia, Elena, parte oeste de Tapada, extremo oeste de Alianza, Veta 4, Yanacrestón, Patrik,

Veta 17, Shiusha, Veta Pozo D y las bolsonadas de Bernabé y Sevilla. Este tipo de mineralización ha contribuido con el 50-60% del volumen total de los precipitados minerales.

La renovación de la actividad tectónica en una época posterior a la consolidación de los precipitados del segundo ciclo permitió que la parte central se elevara aun más y que las fracturas preexistentes se alargaran y profundizaran en forma adicional y que se formaran otras nuevas estructuras. El brechamiento y el consecuente aumento en la permeabilidad de los minerales depositados facilitó la circulación de nuevas soluciones hidrotermales de baja temperatura. Los precipitados respectivos presentan texturas colomorfas y botroidales y una cristalización fina; lo cual implica una precipitación rápida en un tiempo relativamente corto. Lo característico de este ciclo es la precipitación abundante y continua de carbonatos; las cuales se inician con la siderita y evolucionan gradualmente a dolomita, rodocrosita y calcita. Pertenecen a este ciclo además de los carbonatos, la baritina, esfalerita rubia clara, esfalerita rubia rojiza, galena, tetraedrita argentífera (freybergita), polibasita y chalcopirita. Contienen este tipo de precipitados las bolsonadas Lourdes, la parte este de las vetas Elena, Providencia y Cometa; Veta Restauradora (Principal), Marthita, Nor-Este, Andalucía y Precaución; la parte Norte de la Veta Fastidiosa y la parte sur de la Veta San Narciso.

Posterior a la precipitación de la esfalerita y galena de la tercera fase de mineralización se inició una débil lixiviación hipógena que

produjo una disolución parcial en los cristales y en las paredes de pequeñas fracturas.

### **Tipos de Mineralización**

Los tipos de mineralización del distrito están constituidos por vetas, bolsonadas ó cuerpos mineralizados y por vetas-manto.

#### ➤ **Estructuras Vetiformes**

Las vetas son las fracturas preliminares que han sido rellenadas con minerales de Fe, Cu, Zn, Pb y Ag. Las vetas que afloran en todo el distrito son más de 50; pero los más importantes que han sido proyectados y desarrollados en Animón son alrededor de 4 y en Huarón alrededor de 25. Estos depósitos contienen el mayor volumen de la mineralización económica del distrito. La amplitud de los desarrollos horizontales en cada una de las estructuras va desde unas pocas centenas de metros en las vetas de menor importancia como la Veta Nor Este y con 300 metros hasta 1,800 en las Vetas de mayor importancia como: La Veta Principal y Precaución, en general estos depósitos son parcialmente conocidos desde superficie hasta profundidad de 550 metros en Huarón y en Animón hasta 330 metros (Nv 270). La potencia de las Vetas varía desde unas decenas de centímetros hasta 8 a 10 metros. La Veta Principal en el nivel 270 tiene una potencia de 3.20 mts. Las Vetas Este-Oeste tienen buzamientos entre 75° a 90°, las Vetas al cruzar los diques monzoníticos tienden a ramificarse y al ingresar a los conglomerados reemplazan a clastos calcáreos.

Muy pocas Vetas han sido disturbadas por fallamiento post-mineral transversal ó concordante, la fuerte alteración hidrotermal de las cajas caolinización y silisificación está relacionada al 1er y 2do ciclo de mineralización.

➤ **Columnas Metalíferas**

Tal vez esfuerzos compresivos formadores del anticlinal de Huarón han actuado de manera diferente de Este-Oeste y viceversa en Animón, con un mayor relajamiento ó movimientos distensivos hacia el Oeste coadyuvados por la reapertura de fracturas pre existente. Esto dió lugar a una gran ramificación de grietas y su posterior mineralización en las “mal llamadas” Vetas Luz, Marleny y Zoraida.

➤ **Cuerpos Mineralizados**

Los cuerpos mineralizados se ubican en la parte Este y Oeste del anticlinal y se han formado en el área de intersección de las Vetas E-W con el conglomerado Bernabé y con el chert Córdova en la zona Este y con el conglomerado San Pedro en la zona de Quimacocha. Estos cuerpos mineralizados tienen contornos horizontales irregulares y elongados en dirección Norte-Sur. La mineralización en los conglomerados se presenta diseminada y reemplazamiento de la matriz calcárea.

➤ **Vetas Manto**

Son estructuras mineralizadas concordantes con la estratificación en el flanco oeste del anticlinal se han desarrollado dos vetas mantos en la zona de Huarón: San Narciso y Fastidiosa y en la zona

de Quimacocha con cerca al pique del mismo nombre, se observan estratos calcáreos de 0.30 mts de grosor con mineralización diseminada, estructuralmente para el caso de Huarón existen evidencias que se trata de fallas inversas que tienen orientación Norte-Sur y buzan 30° a 50° al oeste. En cuanto a su mineralogía es muy irregular y parece estar ligado a su cercanía ó lejanía de las Vetas Este-Oeste, la ganga es cuarzo rodocrosita y el mineral económico y las cajas están fuertemente laminados y triturados, tal como se observa en la galería del Nv 580 de Quimacocha.

**c. Zoneamiento**

En el distrito minero Animón-Huarón, los precipitados de los diferentes ciclos de mineralización se han distribuido en zonas concéntricas tridimensionales asimétricas. Los minerales de mayor temperatura, correspondientes al 1er ciclo de mineralización, se ubican en la parte central y se caracterizan por estar distribuidos en dos subzonas: Una en la parte central ó núcleo compuesta esencialmente de pirita-enargita y otra que rodea a la anterior compuesta de abundante pirita-tetraedrita.

Los minerales de mediana temperatura, correspondientes al 2do ciclo de mineralización, se ubican en la zona intermedia. Estos precipitados intruyen y traslapan a los minerales del 1er ciclo y originan las asociaciones de minerales de cobre-zinc y plomo ó minerales triples. El mineral característico es la marmatita acompañada de cristales triglifos de pirita y de poca galena. En esta zona se ubican la mayor cantidad de depósitos minerales del

distrito. Los minerales de baja temperatura que han sido originados durante el 3er ciclo de mineralización. Se han precipitado en las fracturas más jóvenes de la periferia del distrito. Estos precipitados conforman la zona exterior de mineralización, los minerales típicos son: esfalerita rubia clara y esfalerita rubia rojiza, galena en megacrístales y ganga botroidales de siderita, baritina y rodocrosita. Debido a las reaperturas de las fracturas, los precipitados del tercer ciclo han traslapado a las zonas ocupadas por los precipitados anteriores.

**d. Alteración Hidrotermal**

El primer ciclo de mineralización está asociada a una alteración zonada de las rocas: Alteración sílico-potásico muy cerca de las Vetas y una alteración propilítica en la periferia.

El segundo ciclo de mineralización está asociado a una alteración argílica y silicificación con epidotización.

El tercer ciclo de mineralización está asociada a una alteración argílica avanzada a pervasiva.

**Alteraciones**

Alteración Hidrotermal, la alteración de las rocas encajonantes muestra una estrecha relación con la distribución zonal de los minerales. La roca está intensamente silicificada y piritizada hasta una distancia de 400 m. fuera de las vetas, luego la alteración decrece hasta aproximadamente 30 m. y en algunas zonas es solamente de algunos centímetros.

Desde el punto de vista general, la alteración de la roca encajonante sigue una secuencia normal, que va de la propilitización a cierta distancia de las vetas a la piritización, sericitización y silicificación cerca de ellas.

Las rocas volcánicas extrusivas, en las zonas de mayor alteración (cerca de la veta), son de color gris claro conformadas por cuarzo, pirita y feldespatos alterados a sericita, no siendo estos distinguibles macroscópicamente. A mayor distancia de la veta, la epidotización es común y los cristales de feldespatos son visibles. El ferro magnésiano es alterado a clorita y epidota con presencia de pirita.

Las capas rojas y los conglomerados en la zona central de la mina, están intensamente alteradas, extendiéndose la silicificación y piritización por varias docenas de metros. La pirita se presenta en cristales cúbicos y en delgadas vetillas hacia el sur, en la sección aguas calientes, la alteración es menos intensa. La roca se presenta blanqueada hasta unos 10 a 15 m. en las proximidades de las vetas, la silicificación no es muy intensa. En las zonas de alteración moderada la roca está epidotizada.

**e. Estructuras mineralizadas.**

**Zona de Animón**

**a) Veta Principal.**

Es la estructura mineralizada más importante del Yacimiento de Animón, es una fractura tensional Este-Oeste rellena con precipitados del tercer ciclo de mineralización cuyo afloramiento

desde la zona de Huarón (Restauradora) hasta Animón, alcanza 1.5 km. con potencias variables de 2 a 3 metros y un buzamiento promedio de  $77^{\circ}$  a  $81^{\circ}$  al norte. Debido a la reapertura de las fracturas por efectos tectónicos tanto al piso como en el techo se presentan “Lazos cimoides” cuya amplitud tanto longitudinal como vertical alcanzan de 50 a 150 metros. La Veta Principal al lado este-oeste de la concesión Montenegro tiene la forma de un arco convexo por efectos de la falla Naticocha - Llacsacocha tipo cizalla en “X”.

**b) Veta Nor este**

Tiene una dirección  $N75^{\circ}E$  con potencias variables de 0.30 a 1.50 metros con un buzamiento de  $77^{\circ}$  al norte, esta estructura se intercepta con la Veta Principal a 150 metros al oeste del pique Montenegro y fue reconocida hasta el nivel 355. Mineralógicamente tiene un mayor contenido de plomo que la Veta Principal.

**c) Veta Marthita**

Es otra fractura tensional de rumbo este-oeste pero con buzamiento de  $60^{\circ}$  a  $65^{\circ}$  al sur y potencias variables de 0.50 a 1.50 mts.; tienen una concentración homogénea de plomo y zinc marmatítico. En superficie aflora en las concesiones de Huarón pero en profundidad por el buzamiento ingresa a las concesiones de Chungar a partir del nivel 465 y se intercepta con el ramal Techo de la Veta Principal en el nivel 355.

**d) Veta María Rosa**

Esta estructura se intersectó en el nivel 390 en el año 1990, con el desarrollo del crucero hacia el Pique Esperanza, la veta se le encontró fallada con arrastre de mineral y bastante echada con un buzamiento de 35° al SE y potencia de 0.35 m. A fines de 1996 con el desarrollo del crucero 840 del nivel 355, se cortó la misma estructura pero con una potencia de 3 m. con un rumbo N40°E y un buzamiento de 60° al SE; y está siendo reconocida actualmente con los desarrollos de los Niveles 465 – 390 – 355 y 310, y ha sido definida con la campaña de sondajes realizadas en Quimacocha.

**Zona Quimacocha**

**a) Veta María Rosa**

Aflora desde la parte Norte del pique Esperanza con una potencia de 1.0 a 6.0 mts. (ver Isopacos), buzamiento de 60° a 34° SE con presencia de cuarzo sacarvido bandeado, galena y esfalerita, esta estructura fue desarrollada por Cía Minera Chungar y por Huarón en los niveles 610, 640, 670 y 700 en las concesiones Precaución, Cabrillas, Demasía Elena y Dalmacia.

Los Geólogos de Huarón por esos años la denominaron veta Bellavista o veta 11 y 12.

Tiene una extensión longitudinal de 1.5 Km. y en la pampa de Quimacocha se comporta como un arco cóncavo hasta el pique Quimacocha y al interceptarse con horizontes calcáreos y conglomerádicas se forman cuerpos diseminados y de reemplazamiento.

Por el año 1997 y 1998 se ejecutaron nueve sondajes diamantinos con un total de 2,308 m. y separados unos 200 m. entre sí con la finalidad de reconocer las vetas en profundidad y han definido una zona mineralizada para la veta María Rosa de unos 500 m. de longitud.

Con la finalidad de definir el comportamiento y continuidad de la Veta se realizó dos campañas de Perforación DDH, una realizada en el año 1999 y la otra en Setiembre del 2000; lo que nos da unos recursos estimados de 2'800,000 TM los resultados se presentan en los resúmenes respectivos.

- + Precaución propiedad de Cía Minera Huarón con una potencia de 2 a 3 m. mayormente cuarzosa con un rumbo de N50°E y 55° SE de buzamiento con óxido de manganeso, se interceptó la veta Cabrillas con los sondajes 2A, 3 y 3A con una regular mineralización de esfalerita marmatítica y galena con abundante cuarzo.

Con la primera etapa de sondajes diamantinos se estimó 86,000 TMS de recursos minerales con 2.40 m. de potencia 6.97%Pb, 7.22%Zn. y 0.87%Cu.

#### **b) Veta 15**

Tiene un afloramiento de 150 m. en la concesión de CPH 18 con una potencia variable de 0.20 a 0.70 m. con una mineralización mayormente cuarzosa y con disseminaciones de marmatita y galena, tiene un rumbo de N75°E y 70° S de buzamiento. En el nivel 620 se desarrolló en un tramo de 100 m. en la concesión

Bellavista y 150 m. en la concesión CPH 18 la mayor parte del desarrollo se realizó en una estructura delgada y de bajo contenido metálico

**c) Veta 16**

Su afloramiento es bastante definido con una potencia variable de 0.25 m. a 0.60 m. con regular concentración de esfalerita y galena con una longitud de 100 m. en el CPH 18 y 200 m. en la concesión Bellavista, pero al Oeste debe ingresar a las concesiones CPH 18 y CPH 19, de persistir su buzamiento al Sur con 65° su extensión vertical en profundidad va estar limitada al pasar a las concesiones CMH 11 y CMH 8 de Huarón.

**4.1.2. Procedimiento de Cálculo de Reserva:**

Las Reservas Minerales están constituidas por los bloques de mineral económicamente explotables en las categorías Probado y Probables que sean Accesibles y Eventualmente Accesibles.

En cambio, el Inventario de minerales es el conjunto discriminado de bloques de mineral Económico, Marginal y Submarginal; ya sean probadas, probables, pudiendo ser accesibles, eventualmente accesibles e inaccesibles y recursos inferidos

**4.1.2.1. Clasificación de Bloques de Reserva:**

**A. Por su Certeza:**

**a) Probado:** Es aquel bloque en el que no existe virtualmente ningún riesgo de discontinuidad entre las caras muestreadas. El bloque de mineral puede tener 4 lados, 3 lados, 2 lados ó sólo un lado muestreado, presentando evidencias geológicas de

continuidad. Dado que el yacimiento de Animón presenta estructuras mineralizadas conspicuas y constantes, la altura de los bloques se considera la distancia entre un nivel superior y un nivel inferior y se representa en el plano con línea continua.

**b) Probable:** Es aquel en el que el factor de riesgo es mayor que el indicado para el mineral probado, pero que tiene suficientes evidencias geológicas para suponer la continuidad del mineral, sin poder asegurarse su dimensión ni el contenido de sus valores. Se le asigna la misma potencia y leyes que los bloques probados. Se representa en los planos con línea discontinua.

Los minerales probados y probables constituyen Reservas cuando son económicamente explotables.

En los niveles superiores de las Vetas María Rosa, Principal; dado la continuidad de valores en profundidad se ha visto por conveniente dar probable hasta el Nv. 270 al Nv. 230, mineral probable con un factor castigado de 0.75% para potencias y leyes.

**c) Recursos Indicados:** Es el mineral que ha sido interceptado por Sondajes Diamantinos, caso Veta María Rosa donde hay un enmallado de taladros que se hicieron para probar la continuidad de la Veta. Se ha considerado 50% Probable y 50% Indicado.

**d) Recursos Inferidos:** Es aquel mineral cuyo tonelaje y leyes estimadas se basan mayormente en el amplio conocimiento del

carácter geológico del depósito debiendo tener algunas muestras y mediciones para su dimensionamiento.

El estimado se basa en la continuidad asumida o inferida o la repetición de evidencias geológicas.

Estas evidencias geológicas pueden ser:

- Diagrama de Curvas de Isoleyes y/ó cocientes metálicos.
- Algunos sondajes diamantinos.
- Cateos, trincheras o labores subterráneas parcialmente accesibles con muestras aisladas.
- Áreas de influencias cercanas a los bloques de mineral probado o probable. Estos minerales no constituyen Reservas.

#### **B. Por su Accesibilidad:**

**a) Accesibles:** Son aquellos constituidos por bloques de mineral que están interceptados por labores mineras (galerías, chimeneas, piques, etc.) y que generalmente están listos para entrar a la etapa de preparación. Estos minerales se consideran como Reservas cuando su valor está sobre el costo total de operación.

**b) Eventualmente Accesibles:** Son aquellos que no se encuentran para su inmediata explotación y están constituidas por bloques no accesibles que comúnmente se hallan en la parte inferior del nivel más bajo, alejados de las labores de desarrollo ó con el acceso truncado por derrumbes, bóvedas vacíos etc. por lo tanto, requieren la apertura de labores mineras nuevas o

rehabilitación de los existentes antes de poder iniciar la explotación.

Estos minerales constituyen reservas sí las inversiones adicionales desarrollo y/o rehabilitación (costo de Desarrollo) para hacerlos accesibles, están cubiertos por el saldo entre el valor de dichos bloques de mineral y los costos totales de operación.

**c) Inaccesibles:** Son aquellos cuya posición espacial (geométrica) es similar a lo indicado para los eventualmente accesibles, pero que la apertura ó rehabilitación de labores para obtener acceso es evidentemente muy costosa, tal es el caso de bloques aislados rodeados de rellenos o grandes áreas vacías, muy lejanos del acceso actual, los ubicados bajo una laguna o situados en zonas cuya explotación afectaría a instalaciones fijas como las cercanas a piques, cámara de bombas, bodegas, etc.

Los minerales inaccesibles son aquellos, en el que el monto de la inversión necesaria para su acceso, más los costos adicionales que constituyen el costo total de operación no es cubierto por el valor de estos minerales y por lo tanto, no se consideran como reservas.

#### **C.- Por su Valor:**

**a) Mineral Comercial (MENA):** Son los minerales económicos, porque la infraestructura existente podrá obtenerse productos aceptados en el mercado bajo las condiciones vigentes y porque su valor excede todos los gastos directos (gastos de operación y

regalías) e indirectos incluyendo íntegramente la depreciación anual (máquinas, equipos, instalaciones) amortizaciones, gastos financieros, etc.

En consecuencia, son Reservas Minerales, los minerales probados y probables, accesibles y /o eventualmente accesibles económicamente explotables.

**b) Mineral Marginal:** Son aquellos que cubren los gastos directos (incluyendo regalías) pero no los indirectos, considerando amortizaciones, depreciaciones y gastos financieros. Su operación no da utilidad, pero ayuda a disminuir las pérdidas provocadas por los gastos fijos e indirectos que no se evitarían con la paralización o disminución de la escala de operaciones. Este mineral es potencial, porque con mejoras en los parámetros económicos (reducción de costos ó aumento de precios de los metales) puede convertirse en Reservas Minerales.

**c) Mineral Submarginal:** Son los que no cubren los gastos directos bajo las condiciones existentes y que aún bajo las condiciones previsibles no alcanzarían a cubrir adicionalmente los gastos indirectos, requerirían variaciones favorables más allá de lo actualmente previsible en los parámetros económicos para transformarse en mineral económicamente explotable es decir en Reservas.

**d) Valor Mínimo:** Para los efectos de este cálculo se ha considerado el Mineral económico y forma parte de Reservas todo bloque que está encima de \$ 19.70.

#### **4.1.2.2. Parámetros de Dilución:**

##### **A. Caso Veta Principal – María Rosa:**

Son vetas que presentan potencias de 0.40 hasta 5.0 m.

Cuando son angostos se les lleva al ancho mínimo explotable

1.30 y 1.20 m. Respectivamente y en caso de ser mayor la

potencia se le adiciona estos factores, es decir por 1.30 y 1.20

m.

##### **B. Caso Veta Marthita:**

Como son vetas que tienen una potencia promedio de 0.50 a

1.50 mts. Y tienen un buzamiento promedio de 55° a 60°, el

ancho mínimo de explotación se ha considerado 1.00 y 1.20

mts.

##### **C. Caso Veta Noreste, Ramal Techo, Ramal Piso, Aurea y otras:**

Como son vetas angostas cuya potencia promedio varia de

0.50 a 1.00 m. y con un buzamiento de 77° a 85°. Se le

considera un ancho mínimo de explotación de 1.00 m.

#### **4.1.2.3. Cálculo del Volumen:**

##### **A. Para Mineral:**

Se determina multiplicando el área corregida por el ancho

promedio de veta y se expresa en metros cúbicos y sin

considerar decimales.

##### **B. Para Desmonte:**

Se determina multiplicando el área corregida por el tramo

diluido y se expresa en metros cúbicos.

#### 4.1.2.4. Parámetros de Gravedad Específica:

##### A. Para Vetas:

##### Peso Específico de las Vetas

Principal	3.56
María Rosa	3.98 – 3.60 (Quimacocha)
Nor-Este	4.05
Elva	3.50
Marthita	3.51

##### B. Para Roca Encajonante

##### Peso específico de rocas encajonantes.

Principal	2.84
Nor-Este	2.92
María Rosa	2.85
Elva	2.80
Martita	2.80

#### 4.1.2.5. Tonelaje:

##### A. Para Mineral:

Para calcular el tonelaje de los bloques, se emplea la gravedad específica de cada estructura mineralizada multiplicada por el volumen de mineral.

##### B. Para Desmote:

Se multiplica el volumen de desmote ó dilución por la gravedad específica de la roca encajonante. La suma del tonelaje de mineral más el tonelaje de desmote nos da el tonelaje total del bloque.

#### 4.1.2.6. Factor de Continuidad:

Siempre se considerará un factor de corrección al tonelaje total del bloque, debido a los puentes y pilares que se dejarán en la explotación por zonas estériles ó por inestabilidad del terreno. Se

considera un 90% para bloques probados y un 85% para bloques probables.

**A. Nomenclatura y Simbología de cada Bloque:**

Este dado para cada estructura mineralizada según las siguientes abreviaturas:

Simbología de las de las vetas.

Principal			PR.
Martita			MT.
María Rosa			MR.
Ramal Piso			RP.
Ramal Techo			RT.
Nor- este			NE.
Aurea			AU.
Elva			EV.
Paola			PA.
Probado			PD.

Principal Probable	100	A	199
Martita Inferido	200	A	299
María Rosa	300	A	499
Ramal Piso	500	A	549
Ramal	550	A	599
Nor-Este	600	A	649
Aurea	650	A	699
Elva	750	A	799
Paola	800	A	849

**Peso específico para desmonte.**

**B. Cuadro de Reservas:**

El promedio total del mineral de Reservas, tanto probadas como probables Accesibles y Eventualmente Accesibles se obtendrá con los promedios ponderados que estén por encima del costo mínimo (\$ 19.70).

Estructura	Tms	%zn	Gr ag/t	Oz ag/t
Principal	1,013,	12.92	90	2.89
Marthita	121,3	8.54	98	3.15
María rosa	2,519,	11.48	108	3,47
Ramal piso	35,97	12.46		
Ramal techo	43,22	8.75	61	1.96

Nor este	34,71	9.03		
Aurea	10,15	6.96		
Elva	193,2	12.15	84	2.70
Paola	50,36	10.03	43	1.38
Ofelia	33,96	9.51	95	3.06
Split piso	115,6	8.21	83	2.67
Split techo	41,03	8.54	54	1.75
<b>Total</b>	<b>4,212,</b>	<b>11.57</b>	<b>94</b>	<b>3.21</b>

Tabla N° 11: Cuadro de reservas.

#### 4.1.3. Operaciones Unitarias y Método de Explotación:

##### 4.1.3.1. Acceso a la Mina:

Para el acceso a interior de mina se tiene cuatro puntos de ingreso siendo estos los siguientes:

##### A. Pique Esperanza:

El cual fue puesta en operación el 23 de Mayo del Año 2001 con las siguientes características.

Constructora Graña y Montero	Montaje
4608.88 msnm	Altitud
Ingersoll rand	Marca
1439b	Serie
General electric – company	Motor marca
600 hp	Potencia
390	Rpm
2300 v	Voltaje
5.7 m/seg	Velocidad de izaje
4 tn	Capacidad de izaje
1 1/4" x 6 x 31	Diámetro de cable
4 kg/m	Peso de cable
600 m	Longitud de cable
2	Numero de tambora
48" x 96"	Diámetro de tambora
360 m	Profundidad de pique
Neumaticos	Frenos
Personal y carga	Tipo de servicio

51" x 60"	Diámetro del pique
Desde el eje de la polea hasta el piso 27 m.	Altura del pique
2	Numero de

*Tabla N° 12: Datos técnicos de Pique Esperanza*

**Datos Técnicos De Pique Esperanza**

*Figura 12  
- Pique  
Esperanza*



**B. Pique Jacob Timmers**

**Datos técnicos de pique JACOB TIMMERS**



*Figura 12 - Pique Jacob Timmers*

### Datos técnicos de pique Jacob Timmer

Tabla N° 13: Datos técnicos de Pique Jacob Timmers

Constructora Canadiense	Montaje
4608.88 msnm	Altitud
General electric – company	Motor marca
1801 hp	Potencia nominal
390	Rpm
2300 v	Voltaje
5.7 m/seg	Velocidad de izaje
5000tn	Capacidad de izaje
11/4” x 6 x 31	Diámetro de cable
4 kg/m	Peso de cable
19 TMPD	Carga máxima suspendida
11.69	Factor de seguridad cable fondo
48” x 96”	Factor de seg. cable en polea
360 m	Profundidad de pique
Neumaticos	Frenos
Personal y carga	Tipo de servicio
51” x 60”	Diámetro del pique
Desde el eje de la polea hasta el piso	Altura del pique
2	Numero de compartimientos

### C. Bocamina Rampa Mirko:

Es la rampa para la salida de equipos de Mina, haremos notar, que por la rampa se evacúa mineral de interior mina con camiones Dámper de 15 tn. de capacidad, volquetes de 25 tn. y 35 tn. Esta rampa, presenta las siguientes características:

Labor	Sección(m)	Longitud	Pendiente
Rampa Mirko	4.0 X 4.0	2692	13 %
Cámaras de carguío	4.0 X 4.0		1 %
Cámaras de	4.0 X 4.0		1 %
Cámaras de bombeo	3.5 X 3.5		1 %
Cruceros	4.0 X 4.0		1 %

Tabla N° 14: Característica de Rampa Mirko

#### D. Bocamina Rampa Terry:

Sirve para el ingreso de vehículos pesados entre ellos camiones Dumper de 15 tn. de capacidad, volquetes de 25 tn. y 35 tn. respectivamente.

**Característica de Rampa Terry**

Labor	Sección(m)	Longitud	Pendiente
Rampa Terry	4.0 X 4.0	1692	13 %
Cámaras de carguío	4.0 X 4.0		1 %
Cámaras de	4.0 X 4.0		1 %
Cámaras de bombeo	3.5 X 3.5		1 %
Cruceros	4.0 X 4.0		1 %

*Tabla N° 15: Característica de Rampa Terry*

#### 4.1.3.2. Descripción de la Mina:

En la mina Animón se emplea el método de corte y relleno ascendente mecanizado, para limitar en altura los tajos, se colocan una loza el cual cumple la función de techo del último corte. El ancho de minado varía de acuerdo a la potencia de las vetas el cual se está trabajando para este tipo de trabajo se tiene métodos de minado diseñado por el área de planeamiento y evaluado por el área de geomecánica.

Debemos indicar que a la fecha se está trabajando en la que es en el sistema mecanizado o track-les en un 90% y en el sistema convencional en un 10%, la producción de la mina es en estos meses de 75,000 toneladas por mes. Con las siguientes leyes.

#### **Leyes de Cabeza, Ejecutado y Programado**

LEYES DE CABEZA	PROGRAMADO	EJECUTADO	CUMPLIMIENTO
% Zn	7.50 %	7.55 %	100.66 %
% Pb	4.00 %	4.00%	100 %
% Cu	0.30 %	0.29 %	96.67%
Oz. Ag	4.15	4.12	99.28%

*Tabla N° 16: Leyes de Cabeza, Ejecutado y Programado*

### **A. Desarrollos y Preparaciones:**

La explotación de los minerales se realiza a través de las dos zonas que se tienen divididos en trabajos de producción en interior de mina, tal es:

**La zona I**, trabaja en los siguientes niveles de producción:

- Nivel 540, tajo 500 por el acceso 1, tajo 500 por el acceso 2.
- Nivel 500, tajo 520 al este y oeste por el acceso 4, tajo 520 al este y oeste por el acceso 5. Nivel 465, tajo 500 al este y oeste, tajo 400 al este y oeste, tajo 600 al este y oeste.
- Nivel 355, tajo 400 al este y oeste, tajo 300 noroeste.
- Nivel 330, tajo 100 por el acceso 2, tajo 000 por el acceso 2, tajo 100 por el acceso 1, tajo 200 por el acceso 1, tajo 200 por el acceso 200, tajo 300 al este y oeste.

**La zona II** trabaja en los siguientes niveles de producción:

- Nivel 250 Bp 250 Accesos y subniveles este y oeste, tajo 400 y 500
- Nivel 225 tajo 200 Lorena, este y oeste, tajo 300 Lorena este y oeste, acceso 400 2 W Karina.
- Nivel 200, sub nivel 500 Carmen este y oeste, sub nivel 500 principal, Acceso 600 de todos estos tajos de producción se realiza un estimado de producción mensual, mostraremos los estimados de los seis últimos meses.

<b>CUMPLIMIENTO DE TM PROGRAMADO</b>		
<b>PERIODO</b>	<b>PROGRAMADO TM</b>	<b>REALIZADO TM</b>
Enero 2018	<b>140,000</b>	<b>145,000</b>
Febrero 2018	<b>140,000</b>	<b>142,000</b>
Marzo 2018	<b>140,000</b>	<b>142,500</b>
Abril 2018	<b>140,000</b>	<b>141,500</b>
Mayo 2018	<b>140,000</b>	<b>143,000</b>
Junio 2018	<b>140,000</b>	<b>143,000</b>
Julio 2018	<b>140,000</b>	<b>144,000</b>
Agosto 2018	<b>140,000</b>	<b>138,000</b>
setiembre 2018	<b>140,000</b>	<b>145000</b>

*Tabla N° 17: cuadro de cumplimiento de TM programado*

#### **4.1.3.3. Explotación Método Corte y Relleno Ascendente Mecanizado:**

La explotación se realiza de la siguiente manera:

##### **A. Dimensiones del tajo:**

- a- Longitud del tajo: 50 m.
- b- Alto: de 60 m.
- c- Ancho: de 3 a 10 m.

##### **B. Preparación:**

- a. Rampa de acceso en espiral de 4.00 x 4.00 m.
- b. 01 chimenea para echadero de mineral de 1.5 x 1.5m.
- c. 02 chimeneas para servicios de 1.2 x 1.2
- d. De la rampa 01 By pass; del by pass un acceso hacia la veta de 4.00 x 4.00m.

##### **C. Explotación:**

- a- Perforación horizontal (bresting) con jumbo (altura de corte 4m.)
- b- Voladura con explosivos Exsa de 65 %.
- c- Acarreo con scoop de 6.00 yd<sup>3</sup>
- d- Relleno detrítico.
- e- Relleno hidráulico.

f- Pivote del acceso e inicio del nuevo corte en ambos extremos, este y oeste.

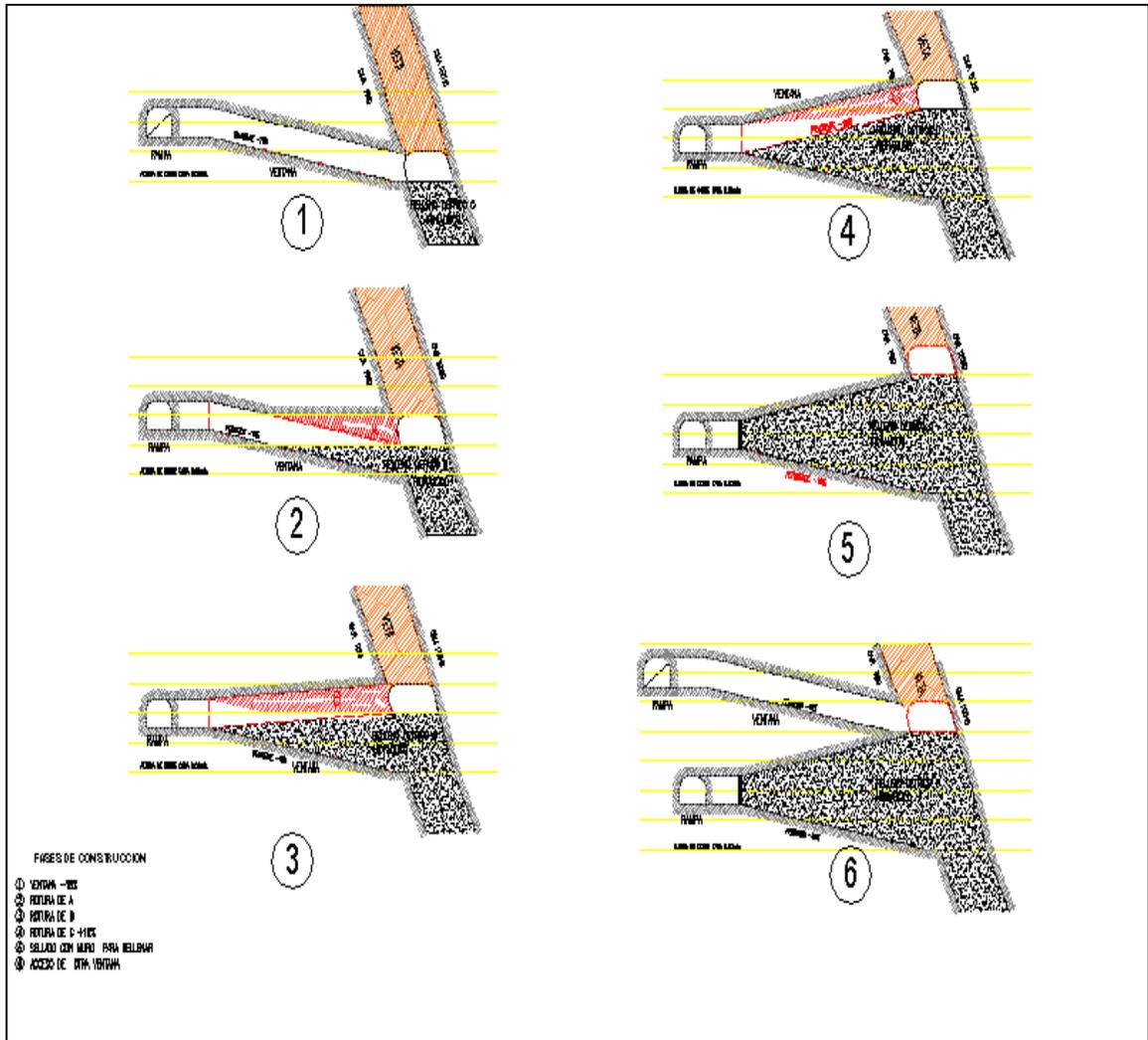


Figura 13 - Proceso de explotación corte relleno ascendente

#### 4.1.3.4. Características Geomecánicas del Yacimiento:

Es importante reconocer que hay dos escalas involucradas de la inestabilidad potencial de la masa rocosa asociadas al minado subterráneo.

La primera escala, puede ser denominada escala de mina (visión macro), es la que involucra a todo el cuerpo mineralizado, la infraestructura de la mina y la masa rocosa circundante.

La segunda escala o escala local (visión micro), está limitada a la masa rocosa circundante a las labores mineras subterráneas.

La composición y naturaleza de la roca circundante, los esfuerzos in situ, la geometría y secuencia de las excavaciones, tienen influencia sobre la estabilidad global de la mina. El minado de las excavaciones en una secuencia incorrecta, el dejar pilares de tamaños inadecuados, la ubicación incorrecta de los piques y echaderos de mineral, en áreas que probablemente estarán sujetas a cambios importantes de los esfuerzos, son todos ellos problemas que tienen que ser tratados considerando la geometría global de la mina. Por otro lado, la estabilidad de la roca circundante a un simple tajeo, a una estación de pique o a una rampa, depende de los esfuerzos y las condiciones estructurales de la masa rocosa dentro de unas pocas decenas de metros de los bordes de la excavación. Los esfuerzos locales son influenciados por las condiciones de escala de mina, pero las inestabilidades locales serán controladas por los cambios locales en los esfuerzos, por la presencia de rasgos estructurales y por la cantidad de daño causado a la masa rocosa por la voladura, por lo tanto, es necesario controlar las condiciones de estabilidad tanto a escala de mina como a escala local, pero es esta última la que tiene mayor importancia, desde que los problemas potenciales de inestabilidad constituyen un peligro para la seguridad del personal como para los equipos y también para la rentabilidad de la operación minera.

A fin de contrarrestar este peligro, es necesario adoptar medidas de control de la estabilidad de las labores mineras, en tal sentido, los problemas de inestabilidad de la masa rocosa de las labores mineras pueden ser minimizados:

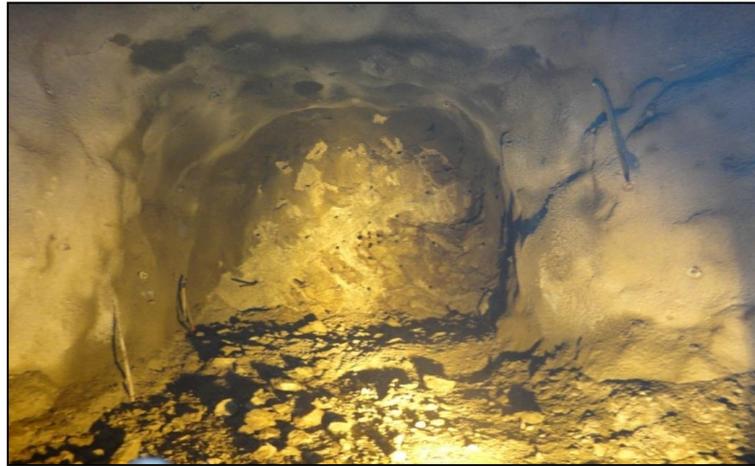
- Planeando la forma de la mina en relación al cuerpo mineralizado.
- Considerando adecuadas formas, tamaños y orientaciones de las excavaciones.
- Considerando adecuados esquemas y secuencias de avance del minado.
- Implementando técnicas apropiadas de voladura.
- Asegurando correctas prácticas de desatado.
- Utilizando el sostenimiento con estructuras naturales y/o artificiales.
- Implementando controles instrumentales de la estabilidad.
- Todo el personal de la mina, debe estar familiarizado con estas técnicas de tal manera que puedan aplicarlas, para controlar apropiadamente las condiciones de estabilidad de las labores mineras.

#### **Datos técnicos de la labor**

**Nv. 225 Tj. 200 - Veta María Rosa**

#### **A. Terreno demasiado suave:**

Este resultado de la calidad de la roca se dio asumiendo datos cuyo calculo está+ basado en la clasificación de: BIENIAWSKI, Lieny y Lunde) que se define a continuación



*Figura 14 – Muestra de terreno suave*

**a) Calculo de la Calidad de la Roca:**

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

**Donde:**

RQD = Índice de calidad de roca

J<sub>n</sub> = Número de sistemas de fisuras

J<sub>r</sub> = Número de rugosidad de las fisuras

J<sub>a</sub> = Número de alteración de fisuras

J<sub>w</sub> = Factor de reducción del agua

SRF = Factor de reducción de esfuerzos

De las tablas se tiene (RQD)= MALA = 25 - 50%

Tomando puntos intermedios de roca Mala entre: 40 %

**Asumiendo datos se tiene:**

**Valores para remplazar (geomecánica)**

**Reemplazando los datos en la formula se tiene:**

$$Q = \frac{40}{1} \times \frac{1.00}{1} \times \frac{0.33}{1} = 0.88$$

$$1.5 \quad 4 \quad 2.5$$

$$Q = 0.88$$

**b) Cálculo de la Longitud del Perno:**

$$L = \frac{B}{2}$$

$$L = \frac{3}{2} = 1.5 \text{ m.} = 5 \text{ PIES (REDONDEANDO)}$$

**c) Cálculo de separación entre pernos:**

$$D = L/2$$

$$D = 0.75 \text{ m.}$$

**d) Cálculo del Número de Pernos por Metro de Galería:**

$$X = \frac{d \times L \times F \times b}{R}$$

**Donde:**

**d** = Densidad de la roca Tn / m<sup>3</sup> (caliza) (2.7 Tn / m<sup>3</sup> = 2700 Kg)

**L** = Longitud de perno (5 Pies = 1.5 m.)

**F** = Factor de seguridad ( 0.85)

**R** = Limite de fluencia (área sostenida = 3 m<sup>2</sup>.)

**b** = Ancho de la labor (4 m.)

**X** = 3.4425 pernos / metro de la labor

**X = 4 (redondeando)**

**NOTA:** El número de pernos a poner por metro de galería varía de acuerdo al tipo de Roca, en este caso redondeamos a 4 pernos por encontrarnos en zona de roca mala.

Para el sostenimiento de este tipo de roca, se va utilizar pernos mecánicos (hydraboltt), para dar más seguridad al techo y los hastiales de la labor, debido al desprendimiento masivo que viene ocurriendo en la zona.

#### Distribución de pernos Hydraboltt



*Figura 15 - Distribución de pernos Hydraboltt*

#### **Definición del Empernado de Roca:**

El empernado de roca es un procedimiento constructivo que impone, atenúa o neutraliza el fenómeno de descompresión de la roca en torno al túnel o excavación, evitando así la caída de rocas. La acción de los pernos debidamente situados en la periferia de la excavación, normalmente se emplea para consolidar techos.

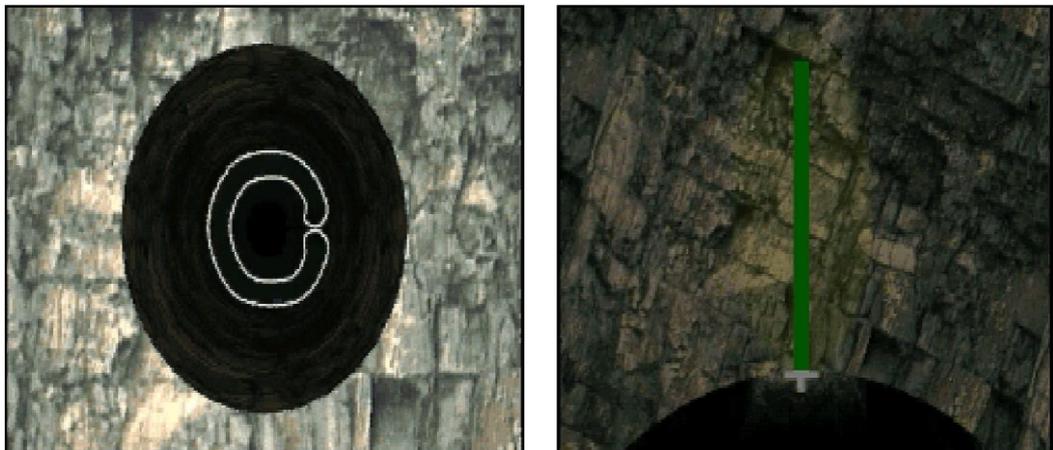
Los soportes con acero son comunes en el sostenimiento de techos en los trabajos de túneles o excavaciones subterráneas con ciertas diferencias; en realidad son pues más fáciles de manejar y permiten un ahorro sustancial en los trabajos de excavación, esto se debe a que una resistencia dada, estos son únicamente de la mitad del espesor.

#### **Sostenimiento con Pernos Hydrabolt:**

Hydrabolt es uno de los elementos de sostenimiento más utilizados en mina Chungar, siendo un sostenimiento seguro y adecuado de acuerdo al tipo de roca que se tiene en interior mina que está calificada como muy mala a excepcionalmente mala.

El Hydrabolt es variedad de pernos de fricción y de compresión axial de inmediata instalación al que se les inyecta agua a altas presiones de 25 a 30 mpa (presión correcta de inflado). Se expande de 29mm a 41mm, y debido a su válvula de no retorno, el agua se mantiene en el interior del perno ejerciendo presión constante en todo momento, en forma radial y a lo largo de la longitud del taladro teniendo una capacidad de soporte de 10 toneladas

En las rocas fisuradas o fracturadas, se deben diseñar pernos apropiados a fin de resistir a la roca, su fuerza inicial masiva, esto es uno de los fines u objetivo de esta técnica.



*Figura 16 – Tomas de rocas fisuradas o fracturadas*

#### **4.1.3.4. Proceso de Perforación y Voladura:**

##### **A. Perforación:**

Haremos notar que el ciclo de perforación se realiza mediante los jumbos de un brazo con una longitud de perforación de 11 pies y/o

3.30 metros de longitud de barreno, alcanzando un avance efectivo de 3.00 metros, siendo el diámetro del taladro de 45 milímetros, el número de taladros por cada frente varía de acuerdo a la veta esto desde los 25 taladros en sección de 3.5 x 3.0 hasta 45 taladros en secciones de 4.5 x 4.5, esto de acuerdo a la potencia de la veta el cual se está produciendo, indicaremos que el tipo de trabajo en los frentes del bresting, es decir que se tiene una cara libre en la parte inferior del frente, por el cual se toma como salida para los disparos, del mismo modo diremos que los disparos del frente se realizan con voladura controlada (smooth blasting) en el que se utilizan los siguientes agentes de voladura, como son Fanel, Pentacord, Dinamita Exadit de 45% de 7/8" x 7", en la corona y las cajas utilizamos los tubos de plásticos para no dañar o provocar la sobre rotura.

Para los diferentes tipos de terreno y las diferentes secciones de las labores que se tiene en la mina Animón se han diseñado los diferentes tipos de malla de perforación para así poder evitar no realizar la sobre rotura en los frentes de trabajo y de avance ver planos.

11	Cartuchos por taladro
1.4	Kg / m <sup>3</sup>
120	cartuchos/caja
0.21	Kg / cartucho
1.64	M <sup>3</sup> / taladro
2.75	Avance (medido)
0.44	Radio de influencia
0.5	Radio de influencia
2.75	Avance (medido)
2.16	m <sup>3</sup> /taladro

## B. Voladura:

El mecanismo de la voladura consiste en la apertura de una cavidad inicial llamada central (arranque, cuele o corte) y la posterior rotura del resto de la sección hacia dicha cavidad es el desbroce o franqueo.

En la unidad minera Animón se utilizan los siguientes accesorios y materiales explosivos.

### a) Accesorios de Voladura:

- **Fulminante Común # 6.-** Consiste en un casquillo de aluminio cerrada en un extremo, en cuyo interior lleva una determinada cantidad de explosivo primario (ácido de plomo, PETN, RDX) muy sensible a la chispa de la mecha de seguridad y otro secundario de alto poder explosivo. Es usado para iniciar a la dinamita, emulsiones encartuchadas, el cordón detonante y otros explosivos sensibles a este accesorio.
- **Mecha de Seguridad.** - Es un accesorio de voladura que posee nueve capas de diferentes materiales que cubren el reguero de pólvora. Sus múltiples coberturas, incluyendo el recubrimiento final con material plástico, aseguran Impermeabilidad y resistencia a la abrasión, además de minimizar las chispas

laterales. Está compuesta de pólvora negra, papel impermeabilizante, algodón, brea y material plástico.

- **Cordón Detonante.** - Son accesorios no eléctricos para voladuras con propiedades como: Alta velocidad de detonación, facilidad de manipuleo y gran seguridad. Están constituidos por un núcleo de pentrita (PETN) de alto poder explosivo que está cubierto de papel y tejido con hilos de algodón y fibras sintéticas. La cobertura exterior es de plástico, tiene un tejido de hilos de algodón y baño de levas, lo que le da mayor resistencia a la absorción, tracción e impermeabilidad. El uso de estos accesorios está orientado a la minería, canteras, exploraciones sísmicas, pues trabajan adecuadamente en voladuras simultáneas y retardadas en complemento con los accesorios adecuados. Existen en los tipos siguientes: Simple: 3P, 5P, 8P Y 20P- Reforzado: 3PE, 5PE, 8PE Y 20PE.
- **Fanel Estándar.** - Consta básicamente de cuatro componentes Manguera Fanel.- Esta fabricado de un material termo plástico de alta resistencia mecánica e interiormente cubierta en toda su longitud con una sustancia explosiva uniforme que al ser activada conduce una onda de choque cuya presión y temperatura son suficientes para iniciar al detonador a través del elemento de retardo.
- **Fulminante de Retardo.**- Este dispone de un elemento retardador que permite detonarlo en diferentes intervalos de tiempo. Las escalas disponibles son dos series completas una de periodo corto

y otro de periodo largo, con los cuales es posible cubrir las necesidades de formación de caras libres, además la potencia del fulminante permite activar nitro carbonatos sin necesidad de cebarlo a un cartucho de dinamita.

Etiquetas.- Indican el número de serie y el tiempo de retardo de cada periodo. Rojo para la escala de periodo corto y amarillo para la escala de periodo largo.

Conector simple.- Block de plástico especialmente diseñado para facilitar la conexión y el contacto apropiado entre la manguera FANEL y el cordón detonante de la línea trocal respectiva con la finalidad de conseguir una iniciación optima del sistema, el color del conector permite identificar el periodo de retardo, rojo para la escala de período corto y azul para la escala de periodo largo.

**b) Explosivos:**

Los explosivos que se utilizan son los siguientes:

SEMEXSA 45% Y SEMEXSA 65%, son dinamitas semigelatinosas muy versátiles de alto poder rompedor y muy buena resistencia al agua, para uso en rocas intermedias a dura

**c) Características de las Dinamitas:**

	SEMEXSA 65%	SEMEXSA 45%
Dimensiones	1 1/8" x 8"	7/8" x 7"
Potencia por peso (trauzl) en porcentaje	74	68
Poder rompedor o Brizance (hess) en mm	17	15
Velocidad de detonación en m/s	4200	3800
Resistencia al agua	Muy buena	Buena
categoría de humos	Primera	Primera
Densidad	1,12	1,08
Presión de detonación en kbar	80	70
Volumen normal de gases, en l/kg	920	880

*Tabla N° 18: Cuadro de características de la dinamita*

Estas son las dinamitas y accesorios los que se están utilizando en interior de mina, sin embargo, debemos hacer notar que están en estudio para poder implementar los explosivos del tipo emulnor, los famecortes los cuales nos servirán para poder controlar el sobre rotura.



*Figura 17 - Explosivo, cartucho SEMEXSA 65 %*

### **C. Desate de Rocas:**

Para el desatado de rocas en las labores de trabajo en interior de mina luego de la voladura y cuando se encuentra estas condiciones sub. Estándares se realiza con el juego de Barretillas, además se cuenta con dos equipos mecánicos para realizar el desatado de las rocas. Estos son los equipos mecánicos **SCAYLER**



*Figura 18 - Equipo scaler PAUS, para desatado mecanizado*

Tabla N° 19: Equipo scaler PAUS existente

	<b>SCALER</b>	<b>MARCA</b>	<b>MODELO</b>	<b>No de SERIE</b>
23	SCA-01	PAUS	RL 852 TSL	227
24	SCA-02	PAUS	RL 852 TSL	228

#### **4.1.4. Aspecto Conceptual del Relleno Hidráulico:**

##### **1. Aplicaciones del Relleno Hidráulico:**

- a) Proveer una plataforma de trabajo.
- b) Evitar el movimiento y caída de las rocas.
- c) Facilitar la recuperación de pilares.
- d) Evitar o minimizar la subsidencia.
- e) Estabilizar el macizo rocoso en las minas, reduciendo la posibilidad de estallidos de roca.
- f) Controlar y prevenir incendios en las minas.
- g) Minimizar la deposición de relaves o material rocoso en superficie ayudado al control ambiental.

##### **2. Ventajas del Relleno Hidráulico:**

- a) Cuando se utiliza relave de una planta concentradora el costo de la obtención del material es cero, ya que la planta cubre los costos de reducción de tamaño del material.
- b) Cuando se utiliza el material detrítico producto de las labores de preparación y desarrollo se contribuye a maximizar la vida útil de las desmontaras y asimismo se minimiza el impacto ambiental.
- c) El transporte en tuberías es mucho más económico, eficiente y rápido que con otro tipo de transporte.

- d) Al depositarse el relleno en el tajo en forma de pulpa tiende a buscar su nivel en forma natural, eliminando así la necesidad de utilizar recursos adicionales para esparcirlo manual o mecánicamente.
- e) El relleno hidráulico por la granulometría del material que es de fácil control permite una alta resistencia al movimiento de las cajas.
- f) El relleno hidráulico permite aumentar la eficiencia y productividad en los tajos debido a la disminución del consumo de madera y a la reducción del costo de minado por la versatilidad que brinda.

### **3. Desventajas del Relleno Hidráulico:**

- a) El sistema de relleno hidráulico requiere una alta inversión de capital, para lo cual es necesario tener un sustento financiero de aplicabilidad.
- b) La introducción de agua en el relleno a la mina es un problema si el drenaje se realiza por bombeo.
- c) Cuando se utiliza material con contenidos altos de pirita o pirrotita, al oxidarse estos sulfuros se produce una reacción exotérmica lo cual eleva la temperatura y produce anhídrido sulfuroso.
- d) En el agua de drenaje del relleno siempre arrastra cierta cantidad de finos los cuales se depositan en los niveles inferiores de las labores rellenas.

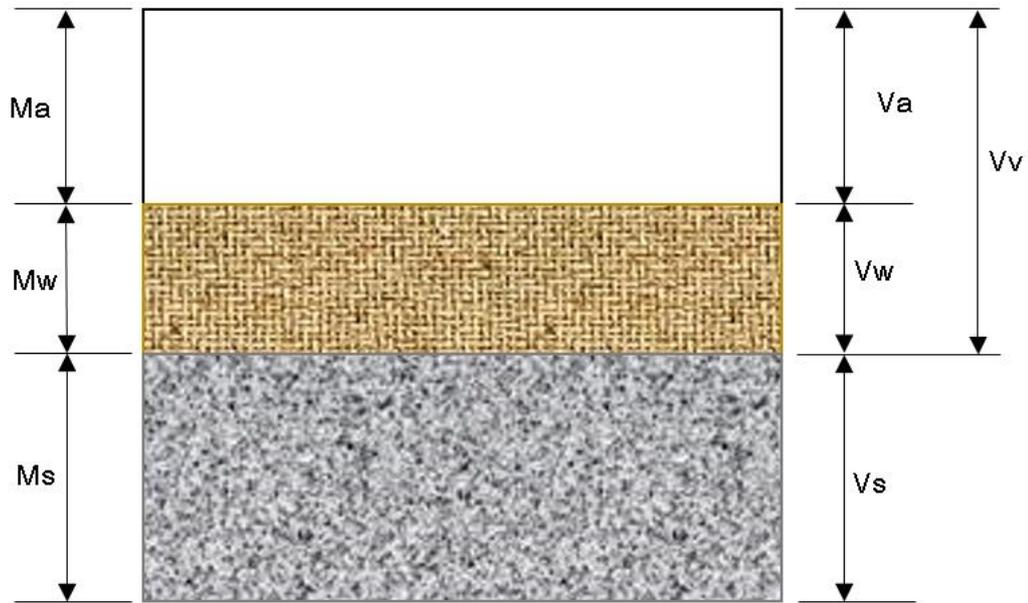
### **4. Propiedades Físicas y Mecánicas del Relleno Hidráulico**

#### **Porosidad:**

Es la relación entre el volumen de vacíos y el volumen total del material. Si la porosidad se expresa en porcentaje (%), se denomina porcentaje de vacíos.

POROSIDAD(n) = Volumen de vacíos / Volumen total del material

$$n = \frac{V_v}{V_t}$$



- Ma = masa de aire
- Mw = masa de agua
- Ms = masa de sólidos
- Va = volumen de aire
- Vw = volumen de agua
- Vs = volumen de sólidos
- Vv = volumen de vacíos

Figura 19- Fases solidas liquidas y gaseosas en el material de R/H

**Relación de Vacíos (e)**

Está dada por la siguiente expresión:

$$e = \frac{V_v}{V_s}$$

Donde los valores de “e”, para los rellenos hidráulicos por lo general varían entre los valores que se muestran en la tabla siguiente:

RELACION DE VACIOS DE TAJOS DE R/H	
RELLENO	RELACION DE VACIOS (e)
Arenosos	0.6 – 0.9
Areno-arcillosos	0.8 – 1.6
Arcillosos	1.5 – 2.5

Tabla N°20: Valores de relleno hidráulico

**a) Relación de Vacíos Máxima ( $E_{max}$ )**

Se expresa mediante la siguiente relación:

$$E_{max} = \left( \frac{S_s}{D_{min}} \right)$$

**Donde:**

$S_s$  = Gravedad específica de sólidos ( $TM/m^3$ )

$D_{min}$  = Densidad mínima ( $TM/m^3$ )

**b) Relación De Vacíos Mínima ( $E_{min}$ )**

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$E_{min} = \frac{S_s}{D_{max}} (1 + w) - 1$$

**Donde:**

$S_s$  = Gravedad específica de sólidos ( $TM/m^3$ )

$D_{min}$  = Densidad mínima ( $TM/m^3$ )

$W$  = Porcentaje de humedad con la que se determina la densidad máxima.

**c) Contenido de Humedad ( $W$ )**

**Expresado por:**

$$W = \frac{M_w}{M_s} (100)$$

$M_w$  = Masa de agua

$M_s$  = Masa de sólidos

**d) Grado de Saturación ( $S_r$ )**

**Definido por:**

$$Sr = \frac{V_w}{V_v} (100)$$

Para las arenas se tiene la siguiente clasificación por su contenido de humedad:

<b>CLASIFICACION DEL MATERIAL DE RH SEGÚN LA HUMEDAD</b>	
<b>CONDICION ARENA</b>	<b>W (%)</b>
<b>Seca</b>	0
<b>Ligeramente húmeda</b>	1 – 25
<b>Húmeda</b>	26 – 50
<b>Muy húmeda</b>	51 – 75
<b>Mojada</b>	76 – 99
<b>Saturada</b>	100

*Tabla N°21: Clasificación de materiales de RH*

**e) Cohesión (c )**

Es la atracción existente entre las partículas de un suelo, originada por las fuerzas moleculares y las películas de agua. La cohesión de un relleno variará si cambia su contenido de humedad, en las arenas la cohesión es prácticamente nula.

**f) Fricción Interna ( $\phi$ )**

Es la resistencia al deslizamiento debido a la fricción que hay entre las superficies de contacto de las partículas. Depende de la granulometría del material, de la forma de las partículas y de su densidad. En caso del material fino, se tendrá una fricción interna baja. En caso de arenas el ángulo de fricción interno es alrededor de 30°

<b>FRICCIÓN INTERNA DE DIVERSOS MATERIALES</b>		
<b>MATERIAL</b>	<b>CONDICION SUELTA</b>	<b>CONDICION DENSA</b>
gravas	33° - 36°	45° - 47°
Gravas medias	30° - 33°	40° - 45°
Gravas finas	26° - 30°	32° - 38°
limosas (muy finas)	25° - 30°	30° - 35°

*Tabla N°22: Fricción interna de diversos materiales*

## 5. Análisis Granulométrico

Determina la distribución del tamaño de las partículas o granos que constituyen un material. Esta distribución se analiza en base a su porcentaje de su peso total. La fracción muy gruesa consiste de fragmentos de rocas compuestas de uno o más minerales, pudiendo estas ser angulares, redondeados o planos. Pueden ser frescos o mostrar signos de alteración, resistentes o deleznable. Esta fracción recibe el nombre genérico de grava. En las fracciones finas y muy finas, cada grado está constituido de un solo mineral. Las partículas pueden tener formas angulares, tubulares o escamas, pero nunca redondeadas.

A continuación, se presenta los rangos de tamaño en que varían las partículas:

<b>RANGO DE TAMAÑO DE PARTICULAS DE LOS MATERIALES</b>		
<b>MATERIAL</b>	<b>TAMAÑO</b>	
	<b>DESDE</b>	<b>HASTA</b>
<b>FINAS</b>		0.075 mm
<b>ARENAS</b>	0.075 mm	0.085 mm
<b>GRUESOS</b>	0.085 mm	5mm

*Tabla N°23: Rango de tamaño de partículas de los materiales*

## 6. Diámetro Efectivo (D10)

Es el tamaño de las partículas que corresponden al 10% del producto más fino.

## 7. Coeficiente de Uniformidad (Cu)

Se define como la razón del diámetro de partícula más grande que se encuentra en el 60% de fracción acumulativa (-) del material, al diámetro de la partícula de mayor tamaño presente en el 10% de la fracción acumulativa (-) del material<sup>2</sup>. Se calcula dividiendo el  $D_{60}$  entre el  $D_{10}$  del material.

$$Cu = D_{60}/D_{10}$$

Estadísticamente se ha determinado que un  $Cu = 5$  es lo más conveniente para relleno hidráulico. Un  $Cu$  mayor de 5 indica la presencia de gran cantidad de partículas finas, lo cual impide una adecuada percolación del agua.

Si él es menor de 5, se tendrá una baja concentración de partículas finas en el material, produciendo una mayor percolación del agua con una tendencia a producir el fenómeno de “embudo”.

## 8. Velocidad de Percolación (V.P.)

Es una medida de la velocidad con el que el agua pasa a través del material de relleno. Teóricamente se puede calcular con la siguiente expresión:

$$V.P. = (D_{10} \times \frac{6}{100})^2$$

Donde:

V.P. = Se expresa en cm/h

D10 = Se expresa en micrones (um)

Estadísticamente se ha comprobado que una V.P. = 10 cm/h es la más adecuada para un relleno hidráulico. Un relleno con una V.P. menor a 3 cm/h demoraría mucho tiempo para eliminar agua y por lo tanto tardará en permitir el reingreso del personal al tajo. Por otro lado un relleno con una V.P. mayor a 20 cm/h puede causar el fenómeno “embudo”, además de permitir la pérdida de una cantidad considerable de relleno hacia las galerías.

## 9. Comportamiento Mecánico del Relleno

Para observar el comportamiento mecánico del relleno se deberá considerar los siguientes parámetros:

### 9.1. Densidad Relativa ( $D_r$ )

Expresa el estado de compactación de relleno arenoso y está definida por la siguiente ecuación:

$$D_r = \frac{E_{max} - E}{E_{max} - E_{min}}$$

$E_{max}$  = Relación de vacíos de relleno en su estado más suelto

$E_{min}$  = Relación de vacíos de relleno en su estado más denso

$E$  = Relación de densidad de relleno Hidraulico

La densidad relativa del relleno está en función de tres factores principales: forma de los granos, granulometría y la manera de depositarse:

- a) Los rellenos constituidos por partículas con formas angulares tienden a tener una densidad relativa baja y son susceptibles a un fuerte reordenamiento y reducción de volumen.
- b) La granulometría es el factor de mayor influencia en la densidad relativa, lo ideal es que el material sea bien graduado, de tal manera que se reduzca los vacíos al mínimo.
- c) La manera de depositarse el relleno hidráulico influye también en la densidad relativa del mismo. La deposición del relleno en un solo punto permite que a cierta distancia las partículas sólidas se sedimenten en un ambiente calmo y sin perturbación. Una manera de esta sedimentación permite que los granos se acomoden en forma de arcos o bóvedas naturales, los cuales ante una presión o vibración tienden a reordenarse y ocupan más eficientemente los espacios. Para impedir la formación de bóvedas se recomienda depositar el relleno en varios puntos del tajo y evitar así la sedimentación imperturbada.

Si bien una alta densidad relativa es conveniente para el propósito de contrarrestar el movimiento de las cajas, ésta se logra a expensas de algunas propiedades dependientes.

- El volumen del tajo relleno con una tonelada de relleno disminuye.
- Si aumenta la densidad relativa disminuye la percolación, ya que disminuye el área de los conductos por donde percola el agua, esto se puede terminar con la expresión siguiente:

$$\frac{V \times P_{(1)}}{V \times P_{(2)}} = \frac{e_{(1)}^2}{e_{(2)}^2}$$

- La cantidad de agentes cementantes (cuando se usan), es menor, pues con un contacto más íntimo entre la partícula se requerirá menor cemento para adherir una con otra.
- Si el aumento de la densidad relativa se obtiene mediante la regulación de la granulometría, el coeficiente de uniformidad también aumenta.

En resumen, la mejora de ciertas propiedades puede implicar otras, por lo que existe una densidad relativa óptima con la cual se obtiene una combinación óptima de propiedades.

## 9.2. Efecto del Agua en el Relleno Hidráulico

El agua puede presentarse en el relleno hidráulico en dos formas:

- En forma de partículas alrededor de los granos.
- Ocupando parte o todos los vacíos entre los granos del material.

Si los vacíos están completamente llenos con agua, el relleno está saturado y la mezcla se dice que es continua, si los vacíos están parcialmente llenos, la mezcla es discontinua formando cuñas de agua entre los granos adyacentes y películas de mezcla alrededor de ellas.

Muchos de los rellenos hidráulicos probablemente desarrollen superficies capilares, al menos temporalmente. Estas superficies pueden ser engañosas ya que las tensiones capilares tienden a consolidar la superficie del relleno, haciendo que el relleno parezca más firme de lo que es en profundidad.

**9.3. Presión Neutra ( $U_w$ ) y Presión Efectiva ( $P$ )** Una arena suelta ya saturada bajo carga, en la que no se permite el drenaje, desarrolla presiones entre grano y grano y una presión neutra en el agua dentro de los poros, es decir:

$$P = p - U_w$$

$P$  = Presión efectiva grano a grano

$p$  = Presión total

$U_w$  = Presión en el agua de los poros

**Consolidación:**

Es el cambio de volumen de una carga constante a medida que transcurre el tiempo. Se diferencia de la compresión, en que en ésta hay un cambio de volumen debido a un incremento de carga.

El relleno tiende a consolidarse bajo cargas estáticas, tales como las que ocurren cuando el tajeo tiende a cerrarse. Esta consolidación inicial puede ser muy grande en rellenos sueltos, mientras que en rellenos densos tienen menor tendencia a consolidarse bajo cargas estáticas.

Después de una consolidación inicial ocurre una consolidación secundaria más lenta tanto en rellenos sueltos como en densos.

**Compactación:**

Es la densificación artificial de los suelos. Los materiales cohesivos se compactan mejor bajo cargas dinámicas. La eficiente compactación de estos materiales a su máxima densidad está en muchos casos, en relación al contenido de agua del material. La cantidad de agua presente debe ser suficiente como para lubricar las

partículas; un exceso de agua llenará los vacíos y creará tensiones neutras positivas en el suelo, reduciendo así su densificación.

En materiales no cohesivos, como muchos rellenos, no se llega generalmente a su máxima densidad mediante la aplicación de cargas estáticas o dinámicas, siendo necesario el uso de vibradores.

### **Cementación:**

La cementación de los rellenos hidráulicos puede tomar muchos años, dependiendo principalmente de la composición química del relleno.

Los rellenos provenientes de relaves pobres en sulfuros muestran un grado de cementación baja. En realidad, la cementación ocurre en estos rellenos, en un periodo corto de tiempo, pero las altas temperaturas debido a las oxidaciones son una desventaja para la cementación.

### **Compresibilidad**

Los rellenos hidráulicos son los menos compresibles de todos los rellenos usados como soporte en minería subterránea. Rara vez se comprimen más del 20%, variando generalmente entre 5% y 10%.

La resistencia del relleno no se desarrolla hasta que el contenido de agua ha sido reducido de un semifluido a una condición consolidada.

COMPRESIBILIDAD DEL MATERIAL DE RELLENO							
MATERIAL CONFINADO IMPEDIDO A MOVERSE LITERALMENTE	TONELADAS NETAS POR m <sup>2</sup> PARA PRODUCIR UNA COMPRESION DE:					CARGA Y COMPRESION AL FINAL DEL ENSAYO	
	3%	5%	10%	20%	30%	CARGA <sup>TM</sup>	COMPRESION %
Arenisca rota	35.8	59.7	143.4	501.6	1061.3	669	35
Arenisca rota y arena	3.77	62.1	262.9	3320.7	-	668	33
Cenizas de carbón seca	10.8	20	57.3	116.3	269.1	669	51
Cenizas de carbón húmeda	-	-	-	59.2	236.8	667	51
Arena seca	32.3	56.7	358.4	1388.5	5371.2	656	32.2
Arena húmeda	423	712.2	1870	5978.3	-	667	20.5

*Tabla N°25: Compresibilidad del Material de relleno;*

### 10. Pulpa:

Se define como pulpa a la mezcla constituida por una fase sólida y una líquida, donde la fase líquida transporta a la sólida en suspensión.

## 4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

### 4.2.1 Análisis del proceso de producción y evaluación económica.

El motivo del presente trabajo era calcular los factores que intervinieren en el empleo como solución en el ciclo de minado en la veta María Rosa; de la Empresa Administradora Chungar S.A.C en el ciclo de minado y de disminuir los problemas de inestabilidad en la explotación de la Veta María Rosa, así como contribuir con la mejora del medio ambiente. En este sentido se desarrolla la evaluación técnica de aplicación de Relleno Hidráulico en esta Veta.

#### 4.2.1.1. Evaluación económica N° 1: Balance Metalúrgico acumulado

**Enero – Setiembre 2018**

MES	CABEZA T.M.S.	Conc. Zn	Conc. Pb	Conc. Cu	CONCENTRADOS T.M.S.	RELAVE T.M.S.	% RELAVE	RADIO DE CONCENTRACION
ENERO	123877.58	14990.01	2463.87	277.69	17731.57	106146.01	85.69%	6.99
FEBRER	112147.79	13745.78	2653.76	311.94	16711.48	95436.31	85.10%	6.71
MARZO	126973.03	14738.06	3218.49	355.49	18312.04	108660.99	85.58%	6.93
ABRIL	121667.74	14766.79	2548.08	222.66	17537.53	104130.21	85.59%	6.94
MAYO	122692.1	15422.51	2864.46	250.73	18537.7	104154.4	84.89%	6.62
JUNIO	121,200.00	14,832.44	2,534.98	326.45	17693.87	103506.13	85.40%	6.85
JULIO	125,523.92	14,694.75	2,724.42	347.23	17766.4	107757.52	85.85%	7.07
AGOSTO	126,478.98	15,138.67	2,628.68	354.44	18121.79	108357.19	85.67%	6.98
SETIEMB	124,568.99	14,014.55	2,306.66	304.38	16625.59	107943.4	86.65%	7.49

Tabla N° 26: Datos generales: acumulado enero-setiembre 2018

MES	CABEZA T.M.S.	CONC. Zn	CONC. Pb	CONC. Cu	RELAVE T.M.S.	RADIO DE CONCENTRACION
PROMEDIO MENSUAL	124,442.97	14,704.84	2,660.38	305.67	105,121.35	7.1
PROMEDIO DIARIO	4,291.14	507.06	91.74	10.54	3,624.87	

Tabla N° 27: Promedio Mensual y Diario

TRATAMIENTO T.M.S.D	RADIO CONCENTRACION	CONCENTRADOS T.M.S.D	RELAVES T.M.S.D
4,291.14	7.1	604.39	3,624.87
CICLONES PLANTA RH	U	1,954.42	53.92%
	O	1,670.45	46.08%
	F	3,624.87	100.00%
	EFICIENCIA DE CLASIFICACION		55.00%
DISPONIBILIDAD DE R/H		T.M.S.	52,007.20

Tabla N°28: Disponibilidad de R/H

El relave general actual es sometido a una clasificación en el nido de 04 ciclones, CAVEX D15 con un diámetro del ápex de 1 3/4" y vortex de 5". El siguiente cuadro es el resultado promedio de los 2 meses agosto y setiembre en que se realizaron los muestreos. El radio de clasificación es de 1.17 y aplicando las fórmulas se obtiene los tonelajes respectivos:

$$R \text{ CI} = U/O$$

Donde:

RCI = Radio de Clasificación

F = Alimentación (Relave general)

U = Under flow (Gruesos – RH)

O = Over flow (Finos)

### Disponibilidad de Relave para Relleno Hidráulico

La relación de clasificación U/F está en un rango de 0.52 a 0.54, es decir se encuentra en un rango aceptable que se podría mejorar. Si consideramos que debido al flujo variable de alimentación de relave desde planta concentradora hacia el nido de hidrociclones lo que determina que cuando el flujo aumenta la clasificación es óptima en contenido de partículas gruesas contrarrestándose esto cuando baja el flujo donde la presión es baja y no existe clasificación produciéndose un aumento de partículas finas, el promedio de la descarga tratamos de conseguir que este dentro de un rango óptimo de partículas finas. Podríamos adicionar al cajón de relave de planta concentradora un sensor de nivel para uniformizar el flujo de alimentación para mejorar la eficiencia de clasificación en los hidrociclones con el contenido de finos.

MALLA	ABERTURA	RELAVE GENERAL		UNDERFLOW		OVERFLOW		RELACION
	Micras	peso (gr)	% acum. Pass	peso (gr)	% acum. Pass.	peso (gr)	% acum. Pass.	U/F
45	297	50.2	83.27	99.1	66.97	5.8	98.07	0.48
70	208	41.8	69.33	56	48.3	19	91.73	0.52
100	150	37.1	56.97	47.5	32.47	22	84.4	0.53
150	105	35.2	45.23	31.4	22	30.5	74.23	0.56
200	74	28.7	35.67	19.4	15.53	23.7	66.33	0.6
-200		107	0	46.6	0	199	0	
		<b>300</b>		<b>300</b>		<b>300</b>		<b>0.54</b>

Tabla N°29: Disponibilidad de R/H

El balance de los productos del circuito de relleno hidráulico hemos considerado 29 días, tomando en cuenta la eficiencia de clasificación U/F de = 0.54, es decir del total de alimento de relave de planta concentradora hacia la planta de relleno hidráulico solo un 54% de este es enviado a mina. Esta situación se optimizaría notablemente al mejorar la eficiencia de clasificación como se explica más adelante, así como también las densidades promedio de pulpa en el nido de hidrociclones, determinándose en base a esto el flujo de sólidos para relleno hidráulico.

CICLONES PLANTA MONTENEGRO		ACTUAL			
		ALIMENTACION	OVER FLOW	UNDER FLOW	R/H
Relave disponible	T.M.S.D.	3,624.87	1,631.19	1,993.68	1,993.68
Peso Especif. Soli. Secos	Gs	2.80	2.70	2.90	2.90
Densidad de Pulpa	Gp - Kg/Lt	1.31	1.17	1.90	1.70
% Solidos en Volumen	% Sv	17.22	10.00	47.37	36.84
% Solidos en Peso	% Sp	36.81	23.08	72.30	62.85
% de agua en peso	%	63.19	76.92	27.70	37.15
TM agua/Dia	TM/Dia	6,222.42	5,437.31	763.86	1,178.53
TM pulpa/Dia	TM/Dia	9,847.29	7,068.50	2,757.54	3,172.21
m3 agua/Dia	m3/Dia	6,222.42	5,437.31	763.86	178.53
m3 pulpa/Dia	m3/Dia	7,517.01	6,041.45	1,451.34	1,866.00
m3 Solidos/Dia	m3/Dia	1,294.60	604.15	687.48	687.48
m3 Agua/Hr	m3/Hr	259.27	226.55	31.83	49.11
m3 Pulpa/Hr	m3/Hr	313.21	251.73	60.47	77.75
m3 Solidos/Hr	m3/Hr	53.94	25.17	28.64	28.64
G.P.M. AGUA	Gal / min	1,141.55	997.52	140.14	216.21
G.P.M. PULPA	Gal / min	1,379.06	1,108.35	266.26	342.33
Lts agua/seg	Lts/seg	72.02	62.93	8.84	13.64
Lts pulpa/seg	Lts/seg	87.00	69.92	16.80	21.60

*Tabla N°30: características de los productos de circuito de relleno hidráulico*

	ACTUAL	
PRODUCCION MINA	T.M.S./ MES	113,939.55
MINERAL DESARROLLO	T.M.S./ MES	12,827.99
PRODUCCION EXPLOTACION	T.M.S./ MES	101,111.56
RADIO DE CONCENTRACION		7.1
PRODUCCION DE RELAVES	T.M.S./ MES	94,558.55
DENSIDAD MINERAL IN SITU	TM/ m3	3.31
VACIO A RELLENAR	m3	34,422.82
% RELLENO DETRITICO	%	30
VACIO A RELLENO HIDRAULICO	m3	24,095.98
DENSIDAD IN SITU DEL R/H	TM/ m3	2.31
VACIO A RELLENAR (De Relave)	T.M.S.	55,661.71
DISPONIBILIDAD DE R/H	T.M.S.	52,007.20

<b>ANIMON</b>				
<b>MES</b>	<b>PRODUCCION EXPLOTACION</b>	<b>PRODUCCION DESARROLLO</b>	<b>TOTAL PRODUCCION</b>	<b>% EXPLOTACION</b>
	T.M.S.	T.M.S.	T.M.S.	
Ene-10	100,722.00	14,567.00	115,289.00	87.36%
Feb-10	89,591.00	13,460.00	103,051.00	86.94%
Mar-10	97,826.00	11,381.00	109,207.00	89.58%
Abr-10	104,948.00	15,783.00	120,731.00	86.93%
May-10	108,193.00	14,900.00	123,093.00	87.90%
Jun-10	99,479.00	10,653.00	110,132.00	90.33%
Jul-10	107,160.00	10,650.00	117,810.00	90.96%
Ago-10	104,744.00	11,517.90	116,261.90	90.09%
sep-10	97,341.00	12,540.00	128,730.00	75.62%
<b>PROMEDIO MENSUAL</b>	<b>101,111.56</b>	<b>12,827.99</b>	<b>113,939.55</b>	<b>87.30%</b>
<b>PROMEDIO MENSUAL DE DESARROLLO</b>			<b>12,827.99</b>	<b>T.M.S.</b>
<b>PROMEDIO MENSUAL DE EXPLOTACION</b>			<b>101,111.56</b>	<b>T.M.S.</b>
<b>TOTAL PRODUCCION MINA PROMEDIO MENSUAL</b>			<b>113,939.55</b>	<b>T.M.S.</b>
DISPONIBILIDAD DE R/H	m3		22,513.94	
DEFICIT DE RELLENO HIDRAULICO	T.M.S.		3,654.51	1264.53 m3/mes
DEFICIT DE RELLENO HIDRAULICO	T.M.S.D.		121.82	42.15 m3/dia
RELACION RELLENO - MINERAL *			0.7	(2,22/3.31)

*Tabla N° 32: Producción Mina, promedio mensual*

Se ha considerado el volumen o espacio vacío dejado en interior mina producto de la extracción de mineral la cual en esto se ha considerado una producción de 3600 TMSD. Este tonelaje necesario de relave se obtiene de multiplicar el volumen disponible por la densidad relativa del relave in-situ, con los demás parámetros encontrados (gravedad específica, densidad de pulpa, etc.) se ha determinado el caudal requerido para ser bombeado hacia interior mina considerando tres niveles de densidades de pulpa de modo comparativo obteniéndose menores caudales de pulpa con densidades de pulpa mayores.

			<b>TRATAMIENTO PROMEDIO</b>		
			<b>3624.87 T.M.S.D.</b>		
Vol. de relleno requerido	m3/Dia	1,087.61			
TM de relleno requerido	T.M.S.D.	2,719.03	Densidades de pulpa		
Grav. Especf. Soli. Secos	Gs	2.90	2.90	2.90	2.90
Densidad de Pulpa	Gp - Kg/Lt	1.60	1.70	1.80	1.90
% Solidos en Volumen	% Sv	31.58	36.84	42.11	47.37
% Solidos en Peso	% Sp	57.24	62.85	67.84	72.30
% de agua en peso	%	42.76	37.15	32.16	27.70
TM agua/Dia	TM/Dia	2,031.46	1,607.31	1,289.20	1,041.78
TM pulpa/Dia	TM/Dia	4,750.49	4,326.34	4,008.23	3,760.81
m3 pulpa/Dia	m3/Dia	2,969.06	2,544.91	2,226.79	1,979.37
Lts pulpa/seg	Lts/seg	34.36	29.45	25.77	22.91

*Tabla N° 33: Producción en extracción de minerales*

#### **4.2.1.2. Interpretación de Resultados:**

- a) Relave de Mina chancado al 100% a -3/8" en relación 1:1
- b) Análisis Granulométrico: D60 = 1893 micras y D10 = 152 micras.
- c) Coeficiente de uniformidad (CU): 12.46
- d) Gravedad específica de la mezcla: 2.65.
- e) Densidad aparente: Glorita = 1.401 g/cm<sup>3</sup>, Desmorte 100% -3/8 = 1.704 g/cm<sup>3</sup>, Mezcla (1:1) = 1.535 g/cm<sup>3</sup>.
- f) Work Index Desmorte Mina: 12.51 Kw-h/TM.
- g) Densidad de pulpa: 1900 g/L equivale a 76% en contenido de sólidos, la diferencia es agua. Prueba de agitación: Se obtiene pulpa homogénea considerando unos 1400 RPM, uso de deflectores en diseño de tanque y 0.75 kg de Cal por TM de mezcla (1:1).
- h) Prueba Slump: La altura en la cama esparcida bajó de 1.5 a 0.4 pulgadas con el uso de Cal en proporción de 0.75 kg/TM.
- i) Prueba de Percolación: Existe una marcada reducción en la altura de la cama de la Mezcla a razón de 4 cm/hora.

#### 4.2.1.3. Estudio Técnico de Aplicación del Relleno Hidráulico:

##### A. Calidad del Material de Relleno

Para determinar el material adecuado a utilizarse en el relleno hidráulico de la Veta María Rosa se han realizado análisis granulométricos de los distintos posibles tipos de relaves.

La distribución granulométrica ideal para que el relleno alcance una máxima densidad in-situ de tal forma que garantice la resistencia a la compresión uniaxial del diseño, viene determinada por la **Curva de Talbot** (curva para máxima densidad).

Se realizó dos pruebas de análisis granulométrico las cuales se describen a continuación:

##### a) Primer Análisis de Muestras

Las muestras de relave sometidas a los ensayos granulométricos proceden de la Veta María Rosa en el (Nv 250); de los cuales se obtiene los siguientes resultados:

##### Análisis granulométrico:

A continuación, se presenta un resumen de análisis granulométrico de las distintas tajeos como material para el relleno hidráulico:

MALLA	ABERTURA	ANALISIS GRANULOMETRICO VETA MARÍA ROSA			
	(um.)	TALBOT	Nv 250-3/8” (1:1)	Nv 200- 3/8” (2:1)	Nv 310 - 3/8” (3:1)
+1”	25400		100	100	100
+1/2”	12700		100	100	100
+3/8”	9525	100	100	100	100
+1/4”	6350	51.65	90.16	93.21	97.24
+m6	3350	59.30	74.56	82.64	90.44
+m10	2000	45.82	58.97	66.22	73.81
+m20	850	29.87	33.93	36.79	41.36
+m50	300	17.75	16.10	15.95	17.50

<b>+m100</b>	150	12.55	10.05	9.27	9.99
<b>+m150</b>	106	10.55	8.01	7.23	7.74
<b>+m200</b>	75	8.87	6.39	5.54	5.89
<b>+m325</b>	45	6.87	5.34	4.65	4.83
<b>+m400</b>	38	6.32	4.53	3.92	4.28

Tabla N° 34: Análisis granulométrico veta María

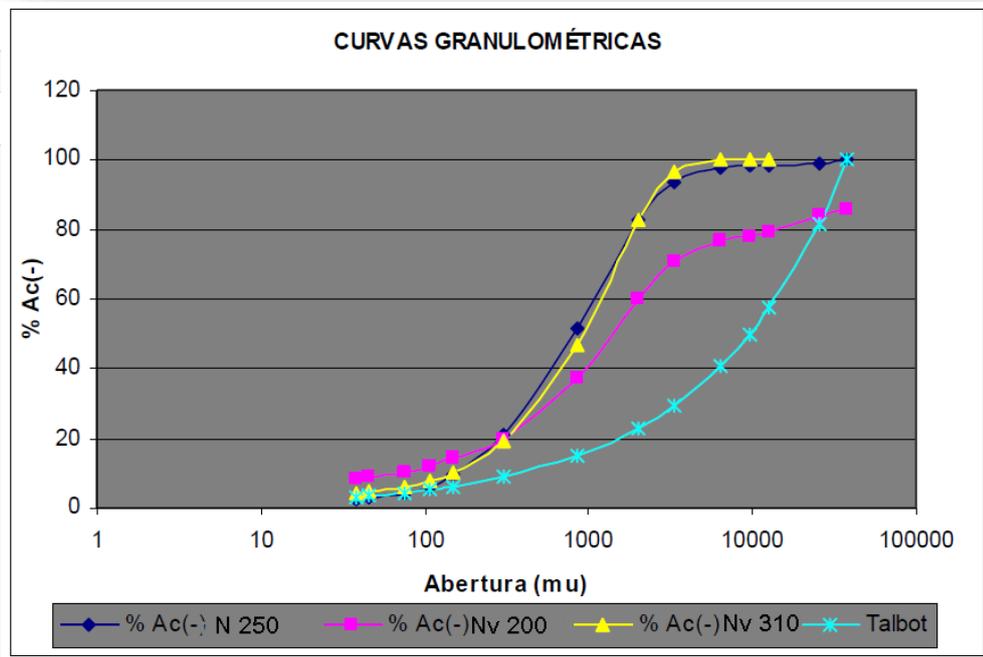
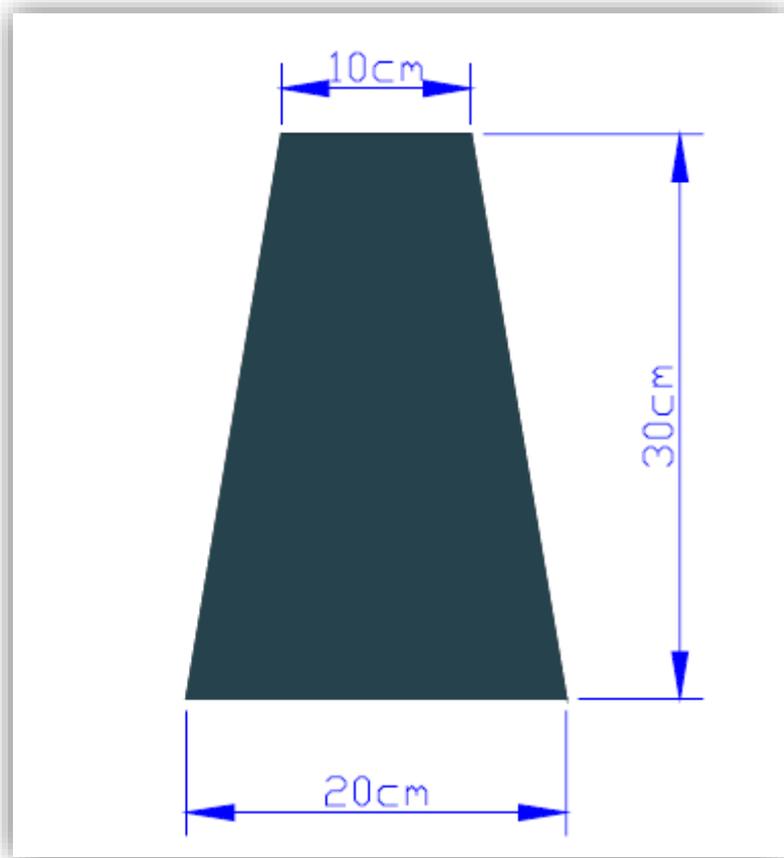


Figura 20 – Curvas granulométricas

La Curva de talbot viene a ser la distribución ideal de los granos, para lo cual el resto de curvas tiene que estar lo más próximo posible a ésta, del gráfico se deduce que les faltan finos a las muestras.

### Velocidad de Sedimentación (Prueba Del Slump)

Para esta prueba se utilizó un cono de base menor igual a 10 cm, base mayor igual a 20 cm y una altura igual a 30 cm.



*Figura 21: Cono para prueba de slump*

La prueba del Slump consiste en depositar la pulpa dentro de un cono, luego se retira el cono de metal y se mide el cono formado por el material en el momento que se descarga el relleno; la altura de este cono debe ser 1" de para que se puedan depositar y acomodar en el tajeo.

Para la prueba se utilizó:

- Capacidad del cono : 5 litros
- Relación de mezcla : 1 a 1
- Peso de arena : 3 kg
- Peso de agua : 3 kg

Como resultado se tuvo un Slump de 3.25” de altura lo que nos indica que el material no se va a depositar y acomodar en la labor por sí solo, por lo que será necesario agregar un mayor asentamiento del material.



*Figura 22: Primera prueba de slump*

#### **Prueba de Velocidad de Percolación:**

La velocidad de percolación más adecuada debe ser de 4 pulgadas/hora. Para determinar la velocidad de percolación se realizó dos pruebas:

a) **Prueba N° 1:** relave sin moler, mas agua.

- Relación de mezcla : 1 a 1
- Peso de arena : 2 kg
- Peso de agua : 2 kg

El tiempo de percolación fue de 2 centímetros en 9 minutos, es decir 0.22 cm/min.

b) **Prueba N° 2:** Material molido, más agua.

- Relación de mezcla : 1 a 1
- Peso de arena : 3.1 kg
- Peso de agua : 3.1 kg

El tiempo de percolación fue de 2 cm en 20 minutos, esto es 0-10cm/min, como podemos observar hay una disminución respecto a la primera prueba, esto debido a que el material sea molido.

#### 4.2.1.4. Relleno Hidráulico:

Teniendo una producción de 2500, tmd. y considerando esto el radio de concentración, obtendremos 496 tmd. de concentrados y una producción de 2004 tmd. que es clasificado en una batería de ciclones D – 10 con el radio de clasificación de 1812 y aplicando las siguientes formulas se obtiene los tonelajes de under flow (Relleno Hidráulico).

$$RCI = U / O$$

$$F = U + O$$

**Donde:**

RCI = Radio de concentración

F= Alimentación (relave en general)

U = Under Flow (gruesos = RH)

O = Over Flow (finos).

Con el cual de los 2004 tmd de relaves clasificados se obtendrán los tonelajes respectivos del RH (under flow) y del over flow

$$U = 1082 \text{ tmd (54\%)}$$

$$O = 922 \text{ tmd (46\%)}$$

F = 2004 tmd (100%)

Ahora si consideramos el requerimiento de RH en mina debemos partir de la producción de mineral de mina.

Producción solo de tajeos = 2300 tmd. (92%)

Prod. (preparación y otros) = 200 tmd ( 8%)

Producción proyectada = 2500 tmd (100%)

Obteniendo el siguiente cuadro.

Total producción mina	2500 tmd
C & RA con RH	2300 tmd.
P.E. mineral	3.20 tm/m <sup>3</sup>
Densidad RH ( In situ)	196 tm/m <sup>3</sup>
Volumen de RH requerido	719m <sup>3</sup> = 1409 tmd
Producción de relave para RH	552m <sup>3</sup> = 1082
Perdida de finos en RH (5,30%)	30 m <sup>3</sup> = 58tmd
Disponibilidad. Relleno Hidráulico	552 m <sup>3</sup> = 1024 tmd
Déficit de RH	197 m <sup>3</sup> = 386 tmd
Relación RH / mineral	196/3.2 = 0.61

Lo que significa que para rellenar el espacio dejado al explotar una tonelada de mineral se necesitan 0.61 toneladas de relleno.

El relleno que se usará tendrá una densidad de 1960 gr./lt., el cual será llevado a la mina por una tubería de 3" estas van pintadas de acuerdo al código de colores. Se estima un volumen de 20 m<sup>3</sup> de sólidos/h en 16 h / día que con un peso específico de 3.2 alcanzará a rellenarse a un promedio de 1024 t / día es decir para condiciones mínimas requeridas de operación.

$$20 \text{ m}^3/\text{h} \times 16 \text{ h/día} \times 3.2 = 1024 \text{ tmd.}$$

Para la mejora del relleno hidráulico, se debe de recuperar los gruesos en el under flow para alcanzar como mínimo el 65%.

De igual manera el déficit existente de relleno hidráulico en mina 197 m<sup>3</sup> que equivale a 386 tmd, será cubierto por el relleno

detrítico, el 100% a partir de los frentes de desarrollos y preparaciones ( rampas, ventanas y otros) este desmonte que se genera en estas actividades darán un alivio para compensar el relleno en la mina, también se tendrá que movilizar dicho desmonte en interior de mina utilizando los equipos, incluidos los volquetes.

Se muestra el Flow sheet de la Planta de Relleno Hidráulico  
Plano No 8.

Algunos de los problemas que ocurren en este sistema durante la operación, tienen su origen en la concepción del proyecto en sí. Estos trabajos experimentales en referencia han sido orientados a evaluar el material de relave de la planta concentradora para ser utilizados como relleno hidráulico. y evaluar su comportamiento. Durante mi permanencia se procedieron a evaluar las distintas áreas de trabajo encontrándose puntos por corregir y mejorar que conllevara a una mejor estandarización de operaciones materiales y equipos.

En el presente, mediante un balance metalúrgico se ha determinado la cantidad de relave general enviado por planta concentradora hacia el nido de hidrociclones en la planta de relleno hidráulico mediante análisis de malla en el nido de los hidrociclones se ha realizado un balance de materiales para determinar la relación U/F, es decir el rendimiento de clasificación, obteniéndose de esta manera el volumen o toneladas de relave disponible para relleno hidráulico hacia interior mina, por otro lado se presenta la

producción de mineral de la zona chungar con la cual se determina el espacio o volumen vacío dejado producto de la extracción de este material y que deberá ser rellenado tanto por el relave, así como material detrítico.

Se adecuado un programa de mantenimiento para la bombas en general a fin de tener al día el stock de repuestos con una única finalidad de evitar paras innecesarias en la operaciones, en Julio se ha culminado con la instalación de un tramo de 1700 metros de tubería de 4" TIPO PE 100 CLASE PN20 reemplazando las antiguas líneas de 3" TIPO PE 80 CLASE PN 12.5, que eran de la línea N° 1 y N° 3, ahora en la actualidad las tres líneas son de 4", y para terminar solo faltaría 1600 metros ya que solo están hasta la mitad de la pampa circundando la laguna Naticocha. En agosto se ha terminado de instalar el cajón distribuidor que recepciona el rebose de agua floclada del cono profundo con esto estamos evaluando la acción de este para el proceso de relleno y mejorar la sedimentación. Se está avanzando con la instalación del cajón, tubo de descarga y cajón de floclante en el Silo N° 4. Desde un inicio se realiza muestreos periódicos en toda el área involucrada de relleno para actualizar los parámetros vinculados a la operación de relleno hidráulico. En estos 2 últimos meses se ha incrementado la frecuencia del muestreo a fin de tener datos más fiables y exactos, que a continuación detallo:

**A. Gravedad Específica:**

Se determinó con el método de la Fiola (Taggart)

MUESTRA	G.E.
Alimentación a los Ciclones (Relave General)	2.8
Over Flow Ciclones (Finos)	2.7
Under Flow Ciclones (Gruesos)	2.9

*Tabla N° 35: Ciclones Planta RH*

### B. Densidad Relativa o Densidad de Relleno in-situ:

Medida del grado de compactación que adquiere un relleno (Densidad de la carga ya rellena).

Es la relación entre un determinado peso y su volumen respectivo que ocupa. Por otro lado, la gravedad específica del material viene a ser la relación entre el peso promedio de los sólidos y su volumen respectivo. Ambas relaciones serían iguales si el relleno es un material no poroso o compacto y su composición química permanezca constante. La expresión matemática de la densidad in-situ sería:

Densidad In-situ = Peso del relleno / Volumen del relleno.

Tiempo	peso total	peso cajon	peso muestra	altura llenado	area sección	volumen muestra	densidad m.
	(gr)	(gr)	(gr)	(mm)	cm <sup>2</sup>	cm <sup>3</sup>	gr/cm <sup>3</sup>
0 hrs	8950	1100	7850	75	564	4230	1.86
1 hr	8300	1100	7200	68	564	3835.2	1.88
8 hr	8100	1100	7000	57	564	3214.8	2.18
1 día	8000	1100	6900	53	564	2989.2	2.31
2 días	7850	1100	6750	51	564	2876.4	2.35
3 días	7250	1100	6150	47.2	564	2662.08	2.31
4 días	7250	1100	6150	47.2	564	2662.08	2.31
5 días	7250	1100	6150	47.2	564	2662.08	2.31

*Tabla N° 36: Pruebas de Velocidad de Percolación*

Dirigida a medir la adecuación del material en base a la rapidez con que el agua circula la masa granular del relleno de arriba hacia abajo por acción de la gravedad.

$$V_2 = \frac{LQ_1}{HA_1}$$

**Donde:**

V2 = Velocidad de Percolación

L = Altura de la muestra (cm)

Q1 = Caudal (cm<sup>3</sup>/hr)

A1 = Área de la sección del tubo cm<sup>2</sup>

H = Altura hasta el nivel del agua (cm).

% Sólidos del Under flow                      57.3%

Gravedad especifica solido    2.9

Densidad del Under flow    1.7 gr/cm<sup>3</sup>

Volumen dispositivo                      5.23    1.6    8.37grs

Peso de muestra seca                      8.368    0.573    4.79grs

Peso y volumen de agua req.    8.368    0.542    4.54grs

Peso y volumen de agua q paso    1.721grs

Altura    60cm

Área    87.6cm<sup>2</sup>

30.2cm

Tiempo de percolación    58min.

Volumen de agua que paso    1.823cm<sup>3</sup>

Caudal (Q)    1.823cm<sup>3</sup>/hr

Velocidad de percolación:

30.2cm            1823cm<sup>3</sup>/hr

V = ----- x -----    **10.47 cm/hr**            **4.12 ft/hr**

60cm                      87.6cm<sup>2</sup>

## 4.2.2. Análisis de Muestras:

### 4.2.2.1. Análisis Granulométrico:

Una vez obtenida la mejor combinación de desmorte de mina reducido a una granulometría menor a 3/8", se procede a realizar los análisis granulométricos, los cuales se presentan en el gráfico siguiente:

MALLA	ABERTURA (um.)	ANALISIS GRANULOMETRICO VETA MARÍA ROSA			
		TALBOT	Nv 250-3/8" (1:1)	Nv 200- 3/8" (2:1)	Nv 310 - 3/8" (3:1)
+1"	25400		100	100	100
+1/2"	12700		100	100	100
+3/8"	9525	100	100	100	100
+1/4"	6350	51.65	90.16	93.21	97.24
+m6	3350	59.30	74.56	82.64	90.44
+m10	2000	45.82	58.97	66.22	73.81
+m20	850	29.87	33.93	36.79	41.36
+m50	300	17.75	16.10	15.95	17.50
+m100	150	12.55	10.05	9.27	9.99
+m150	106	10.55	8.01	7.23	7.74
+m200	75	8.87	6.39	5.54	5.89
+m325	45	6.87	5.34	4.65	4.83
+m400	38	6.32	4.53	3.92	4.28
<b>D60</b>		3429	2078	1732	1473
<b>D10</b>		95	149	165	150
<b>C.U.= D60/D10</b>		36	13.95	10.48	9.81

Tabla N° 37: Análisis de muestra veta María

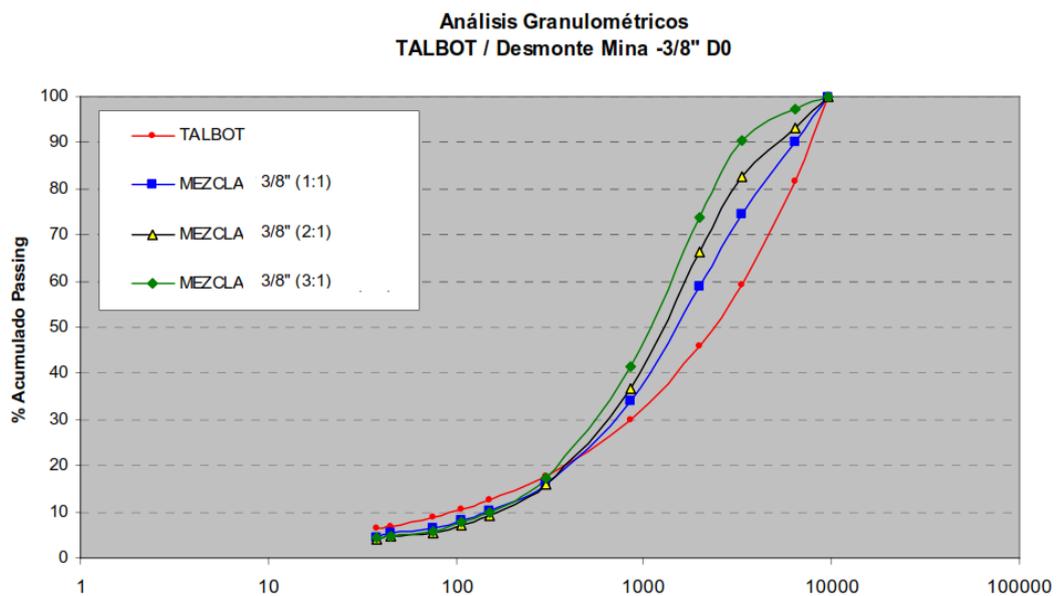


Figura 23: Análisis Granulométrica

La curva obtenida para una relación de desmonte (1:1) es relativamente cercana a la curva de talbot, lo que indica que el desmonte de mina chancado a 100% - 3/8", cumple con las condiciones de densidad del material para relleno Hidráulico.

#### 4.2.2.2. Características de Desmonte de los diferentes tajos de la Veta

##### María Rosa a 3/8" (1:1)

##### a) Densidad Aparente de Muestra

Tabla N° 38: Cuadro de densidad de Veta María

Muestra	Nv 310; tj 100	Nv 310; tj 500	Mescla (1:1)
Peso (gr)	2476.4	3011.3	2713.3
Volumen(cc)	1767.15	1767.15	1767.15
Densidad aparente	1.401	1.704	1.535

##### b) Requerimiento y Disponibilidad de Relleno Hidráulico

El requerimiento de relleno hidráulico en la Veta María Rosa estará en función de su programa de producción. La disponibilidad de relave para el relleno es más que suficiente porque se tiene el desmonte de los avances de mina. En cuanto al agua, más adelante se hace un análisis de esta necesidad la cual es suficiente con la que se tiene del drenaje de la Mina Chungar- Animón (Nv. 310).

##### Requerimiento de Relave para el Relleno

El programa anual de producción de EACH para el año 2016 es de 15,190 como se muestra en el siguiente cuadro:

PROGRAMA ANUAL DE PRODUCCION DE LA VETA MARÍA ROSA NV					
310 - EACH					
MES	TAJO	TAJO	TAJO	TAJO	TOTAL TM
	100 TM	200 TM	300 TM	400 TM	
Enero	2500	2500	5000	5190	15190
Febrero	2500	2500	5000	5190	15190
Marzo	2500	2500	5000	5190	15190
Abril	2500	2500	5000	5190	15190
Mayo	2500	2500	5000	5190	15190
Junio	3350	2500	4350	5000	15200
Julio	2500	2500	5000	5190	15190
Agosto	2000	2800	5000	5390	15190
Setiembre	2000	2800	5000	5390	15190
Octubre	2000	2760	5000	5430	15190
Noviembre	2500	2500	5000	5190	15190
Diciembre	2500	2510	5000	5190	15200
<b>TOTAL</b>	<b>29350</b>	<b>30870</b>	<b>59350</b>	<b>62730</b>	<b>182300</b>
Promedio Mes					15190
Promedio Día					506

Tabla N° 39: Cuadro de programa anual de producción veta María

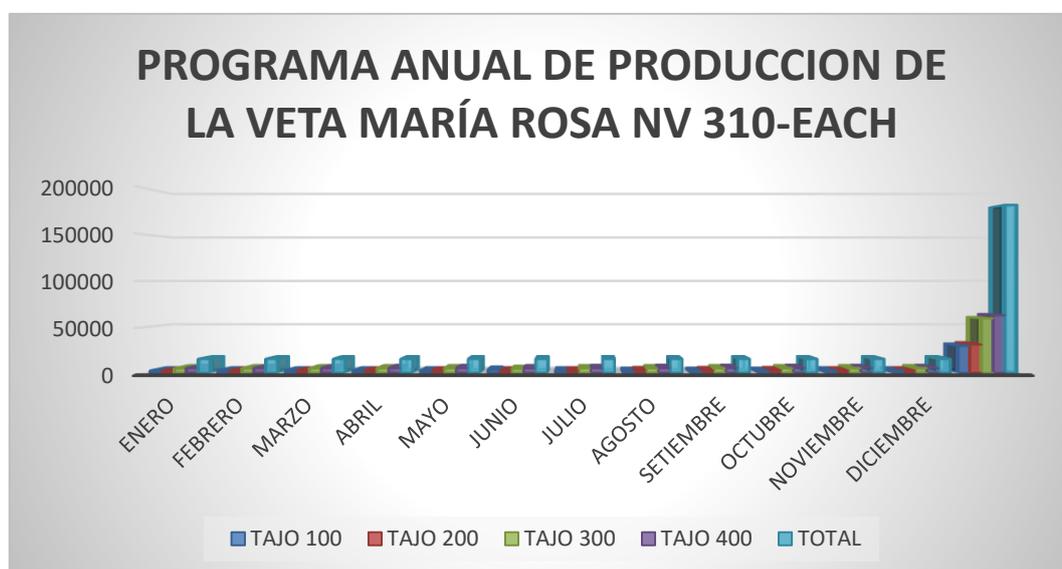


Figura 24: Cuadro de producción de veta María Rosa

Del cuadro anterior se concluye que la producción mensual promedio es de 15,190 m<sup>3</sup>/mes. Esto nos indica que el volumen promedio requerido de relleno es de 500 m<sup>3</sup>/día.

### **Necesidad de Agua**

El caudal inicial estimado del relleno hidráulico es de 40 m<sup>3</sup>/ hora y 250 m<sup>3</sup>/ día de pulpa.

De los 250 m<sup>3</sup> de pulpa al 75% de sólido se tiene: 150m<sup>3</sup> de sólidos y 50 m<sup>3</sup>de agua. Para el lavado de tubería se requiere 30 m<sup>3</sup> más de agua. Entonces el total de agua requerido es de 80 m<sup>3</sup>/día.

Se realizaron medición del caudal del drenaje de agua en el Nv. 310 la cual es de 11.50 m<sup>3</sup>/hora, de los cuales el consumo de mina es de 12 m<sup>3</sup>/hora

#### **c) Estudios para la Implementación del Silo 4 para Almacenamiento de Relleno Hidráulico**

Se ha definido la distribución de tamaños de partículas necesarias para el transporte de la pulpa por gravedad, con 75% de sólidos en peso, así como su distribución uniforme en la labor, utilizando tubería de conducción de polietileno de 4 pulgadas de diámetro. Inicialmente se considerará un ratio de acción del relleno de 1 a 6. Esto es para 1 m de vertical se tiene un empuje horizontal de 6 m en longitud equivalente. Considerando una densidad de pulpa de 1.90 kg/L, gravedad específica de los sólidos de 2.65 y tubería de conducción de Ø4", se espera alcanzar caudales entre 35 a 40 m<sup>3</sup>/h ó 48.5 a 55.5 ton/hora.

El material a usar es el relave proveniente de la planta y va en relación es de 1/1 en peso. Uno de molidos gruesos con uno de desmonte de mina chancado a -3/8", más 0.75 kg de cal por tonelada de agregados. Inicialmente el relave se tomará del

procesamiento de los minerales extraídos de los tajos del mismo Nv 310 y el desmonte de mina, NV 310.

El diseño de las implementaciones del silo 4 debe contemplar la posibilidad de utilizar las lamas provenientes de las pozas de bombeo a para obtener un relleno estructural, esto con el fin de minimizar la compactación. Para la profundización de la mina se debe considerar, dejar desmonte grueso en los tajos y completar con relleno estructural.

Para definir la implementación más adecuada del silo 4 de Relleno Hidráulico se analizó varias alternativas, las cuales se presentan a continuación:

**Alternativa - A: Ingreso de tuberías por pique Montenegro**

Esta alternativa obvia al silo 4 y la instalación de tuberías por la laguna Naticocha, lo cual nos ahorraría la instalación de un promedio de 3 kilómetros de tuberías de planta hacia el silo 4, posteriormente su ingreso a mina por rampa Terry.

En el gráfico siguiente se esquematiza la alternativa de ingreso de RH respecto a la zona de explotación (Veta María Rosa Nv 310).

Según el gráfico anterior es necesario vencer la resistencia de 400m de tendido de tubería para llegar de la planta (silo 3) al pique por donde ingresaría de forma vertical hasta el mismo nivel 310, creando grandes esfuerzos y presiones que serán controlados por codos de acero rompe presión si a esto se le agrega 7% de pérdidas por codos, se tiene una longitud equivalente de 1200 m.

Ya que el ingreso de RH a mina será en gran parte por gravedad considerar utilizar una bomba de desplazamiento positivo implica costos elevados, aproximadamente \$ 250 000, sólo en la adquisición de los equipos y accesorios, por esto esta alternativa es una de las más tomadas en cuenta al momento de realizar el estudio de implementación de RH para la Veta María Rosa Nv 310. Por ser el ingreso de mucha diferencia de cotas. Las grandes presiones creadas por la gravedad, minimizan el tiempo de vida de las tuberías ocasionando que estas tengan fugas y por ende arenamientos de las tuberías. Creando costos adicionales, siendo esta alternativa descartada



*Figura 25: pique jacob timmer y pique montenegro*

**Alternativa - B: Ingreso de Tuberías por Rampa Terry  
haciendo uso del Silo 4.**

Según los cálculos se requiere vencer la resistencia de 3000 metros del silo 3 al silo 4, pero ya anteriormente se usó este silo como

medida de almacenamiento de relave, por lo cual ya se tienen instalados las tuberías por la laguna naticocha, así como las bombas que se usaran para el bombeo de RH.

Del silo 4 a interior mina es necesario implementar los medidores de densidad ya que se tienen instaladas ya las bombas horizontales así como la construcción de una poza de lamas o reservorio de agua y la implementación de una bomba sumergible para esta poza, así los finos serán aprovechadas para el mejor transporte de RH a interior mina por medio de las bombas horizontales. Cabe mencionar que las tuberías están instaladas del silo 4 hasta el pique Esperanza del Nv 310, así que esta opción es más viable para la implementación de RH en la Veta María Rosa – Nv 310.



*Figura 26: Silo 4 – ingreso por la rampa terry*



**Figura 27: Implementación de poza de agua y finos en el silo 4**

#### **4.2.2.3. Transporte del Material de Relleno**

##### **A. Equipo de transporte del material de relleno hidráulico**

Los equipos de transporte para el relleno hidráulico están formados por el conjunto de volquetes, bombas, tuberías y accesorios a través de los cuales la pulpa es transportada hasta los tajeos

##### **Red de Tuberías**

La pulpa se transporta por un sistema de tuberías aprovechando la gravedad, y en los niveles sin diferencia de cotas, se procede a usar las bombas horizontales para el impulso del RH. La pulpa recorre una distancia total de 2600 m. desde la planta de relleno (Superficie) hasta el Nv 310 – Pique esperanza, en tales accesos y rampas ya estaba instalado una red de tubería de polietileno de 4” de diámetro accedendo por la rampa MIRCO; del PIQUE ESPERANZA. De ese punto hacia adelante por todo el bypass 200,

se instaló 1800 metros de tubería de polietileno, desde donde se distribuyen otras redes secundarias a las distintas zonas de explotación del Nv 310-Veta María Rosa.

### **Velocidad Crítica De Deposición (Vc)**

Es la velocidad de circulación mínima, la cual debe producir la suficiente turbulencia para mantener las partículas sólidas en suspensión y evitar así la deposición de partículas en el fondo de la tubería.

La velocidad crítica depende del tamaño de las partículas sólidas, tipo de fluido, tipo de pulpa o lodo, concentración, gravedad específica del sólido y del líquido.

Esta velocidad se podrá calcular con la fórmula siguiente:

$$Vc = Fi\sqrt{2gd(y - 1)}$$

**Donde:**

**Fi** = Concentración de las partículas; este factor adimensional se obtiene del cuadro de análisis de mallas (% en peso de gruesos).

**g** = Aceleración de la gravedad terrestre (9.8 m/s)

**d** = Tamaño de las partículas.

**y** = Peso específico de los sólidos.

Para el tamaño de las partículas (d) se tendrá en cuenta el cuadro siguiente:

ANALISIS GRANULOMETRICO DEL MATERIAL DE RH			
Malla	Abertura		% en peso
	(um)	(m)	
+1"	25400	0.025400	0.00
+1/2"	12700	0.012700	0.00
+3/8"	9525	0.009525	0.00
+1/4"	6350	0.006350	9.85
+m6	3350	0.006350	15.61
+m10	2000	0.002000	15.69
+m20	850	0.000850	25.03
+m50	300	0.000300	17.83
+m100	150	0.000150	6.05
+m150	106	0.000106	2.04
+m200	75	0.000075	1.61
+m325	45	0.000045	1.06
+m400	38	0.000038	0.81
-m 400			4.53

Aplicando la fórmula se calcula la velocidad crítica para las partículas de la malla 200.

- Malla 200

$$F_i = 1.61$$

$$G = 9.8 \text{ m/s}^2$$

$$d = 0.000075\text{m}$$

$$y = 2.75$$

- Reemplazando:

$$V_c = 1.6\sqrt{2(9.8)(0.000075)(2.65 - 1)}$$

$$V_c = 0.0794\text{m/s}^2$$

Con los datos del cuadro anterior podemos calcular para la siguiente malla:

- Malla 150

$$V_c = 2.04\sqrt{2(9.8)(0.000106)(2.65 - 1)}$$

$$V_c = 0.1194m/s^2$$

### Velocidad de Mínima Pérdida ( $V_m$ )

Al trabajar con lodos heterogéneos, como lo es el caso de pulpa para relleno hidráulico, la velocidad de mínima pérdida ( $V_m$ ) se calcula con la siguiente ecuación:

$$V_m = 3.43 \sqrt[3]{(Cv \times \cos \vartheta) \frac{g \times \varnothing \times (Ps - 1)}{\sqrt{Ca}}}$$

#### Donde:

$V_m$  = Velocidad de mínima pérdida.

$Cv$  = Concentración de sólidos en volumen.

$\vartheta$  = Ángulo de inclinación de la tubería con respecto a la horizontal.

$\varnothing$  = Diámetro de la tubería.

$G$  = Aceleración de la gravedad terrestre.

$Ps$  = Gravedad específica de los sólidos.

$Ca$  = Coeficiente de arrastre

### Diámetro de Tubería ( $\varnothing$ )

El diámetro ( $\varnothing$ ) de tubería debe ser tal que permita operar en un régimen sin sedimentación y bajo condición de mínima pérdida.

Como se observa en la ecuación anterior, la determinación del diámetro ( $\varnothing$ ) resulta ser un proceso iterativo. Con la finalidad de minimizar el trabajo, el cálculo puede iniciarse con un diámetro ( $\varnothing$ ) de tubería igual al siguiente:

$$\varnothing = \frac{0.0153 \times Ca^{0.1} \times W_s^{0.4}}{(Cv \times \cos \vartheta)^{0.33} \times Ps^{0.4} \times (Ps - 1)^{0.2}}$$

**Donde:**

$\emptyset$  = Diámetro de la tubería (en m).

$W_s$  = Peso de los sólidos (TM/h).

$C_v$  = Concentración de sólidos en volumen.

$\theta$  = Ángulo de inclinación de la tubería con respecto a la horizontal.

$P_s$  = Gravedad específica de los sólidos.

$C_a$  = Coeficiente de arrastre

Es importante anotar que cuando se habla de velocidad crítica ( $V_c$ ), también se refiere al mínimo de abrasión en las tuberías. Mientras mayor sea la velocidad del relleno, mayor será el desgaste en las tuberías. La proporción de desgaste de las tuberías de relleno hidráulico está directamente en relación al ángulo de inclinación de las tuberías. Con un pequeño ángulo de inclinación de una tubería, el desgaste de la misma puede llegar al 90 ó 95% de la vida útil del tubo.

Como el caudal ( $Q$ ) del relleno hidráulico que ingresa a las labores de interior mina se estima en  $55 \text{ m}^3/\text{h}$ .

La velocidad con la que el relleno hidráulico ingresa al tajeo estará en función del diámetro de la tubería que se utilice, considerando que el caudal es constante.

El caudal se calcula con la fórmula siguiente:

$$Q = A \times V$$

$$Q = V \left( \frac{\pi \theta^2}{4} \right)$$

**Donde:**

- Q = Caudal
- A = Área de la sección de la tubería
- V = Velocidad del flujo de la pulpa
- Ø = Diámetro de la tubería

Despejando de la formula anterior se tiene:

$$V = 1.2732 \left( \frac{Q}{\phi^2} \right)$$

Reemplazando la fórmula y simulando con distintos diámetros de tubería se obtiene el cuadro siguiente:

VELOCIDAD PARA DISTINTOS DIAMETROS			
Q	Ø		V
Pies <sup>3</sup> /segundo	Pulgadas	Pies	Pies
0.5396	2	0.17	24.733
0.5396	3	0.25	10.992
0.5396	4	0.33	6.183
0.5396	6	0.50	2.748

Como se puede observar en el cuadro anterior la velocidad para una tubería de Ø4” sobrepasa todas las velocidades críticas para cada tamaño de partícula. La tubería de Ø3” quedaría descartada por tener una velocidad muy alta que causaría un desgaste prematuro de las tuberías; la tubería de también se descarta por tener una velocidad menor a la velocidad crítica. Por lo tanto, con una tubería de Ø4”, controlando el flujo y densidad de la pulpa se puede eliminar la posibilidad de atoros de la pulpa en la tubería.

**Velocidad de Transporte (Vt)**

Considerando los valores de la velocidad crítica de las partículas sólidas en el transporte por tuberías ya calculados y estableciendo

que en la operación se suele utilizar como velocidad de flujo para usos prácticos un rango de velocidades que sean superiores por lo menos en una unidad a la velocidad crítica ( $V_t = V_c + 1$ ) pies/segundo. Consideramos inicialmente que la pulpa caerá por gravedad y descartaremos el cálculo para el tubo de Ø6", por ser demasiada baja la velocidad encontrada.

La cota hidráulica empieza en superficie, utilizando la fórmula de Darcy-Weisbach, tendremos:

$$V = \sqrt{\frac{2gHd}{FL}}$$

Donde:

G = gravedad ( $9.81\text{m/s}^2$ )

H = cabeza (437 m, desde la planta al NV 310-Pique Esperanza)

d = diámetro interior de la tubería (0.1060 m)

F = pérdida por fricción (ábacos)

L = distancia horizontal máxima a transportar al tajeo (2060)

La pérdida por fricción en tuberías de polietileno HDP comercial depende del Ø, para: un Ø4" = 0.02

Reemplazando en la fórmula:

$$V = \sqrt{\frac{2 \times 9.81 \times 437 \times 0.1016}{0.02 \times 2060}}$$

$$V = 4.39 \text{ m/s}$$

## **Pérdida de Carga**

La pérdida de carga se produce por los siguientes factores:

Fricción del fluido en las paredes de la tubería ( $H_{pc}$ ).

$$H_{pc} = f \frac{LV^2}{\phi^2 g}$$

✓ Pérdida de carga adicional por armaduras en la tubería ( $H_{pca}$ ).

$$H_{pca} = \frac{V^2}{2g} (\in NK)$$

✓ Entonces la pérdida de carga total sería:

$$H_{pct} = H_{pc} + H_{pca}$$

### **Donde:**

$f$  = Coeficiente de fricción (Diagrama de Moody)

$L$  = Longitud de la tubería ( $m$ )

$V$  = Velocidad de flujo ( $m/s$ )

$\phi$  = Diámetro de la tubería ( $m$ )

$g$  = Gravedad ( $9.81 m/s$ )

$N$  = Número de armaduras en la tubería

$K$  = Factor de pérdida de carga para cada armadura de la tubería

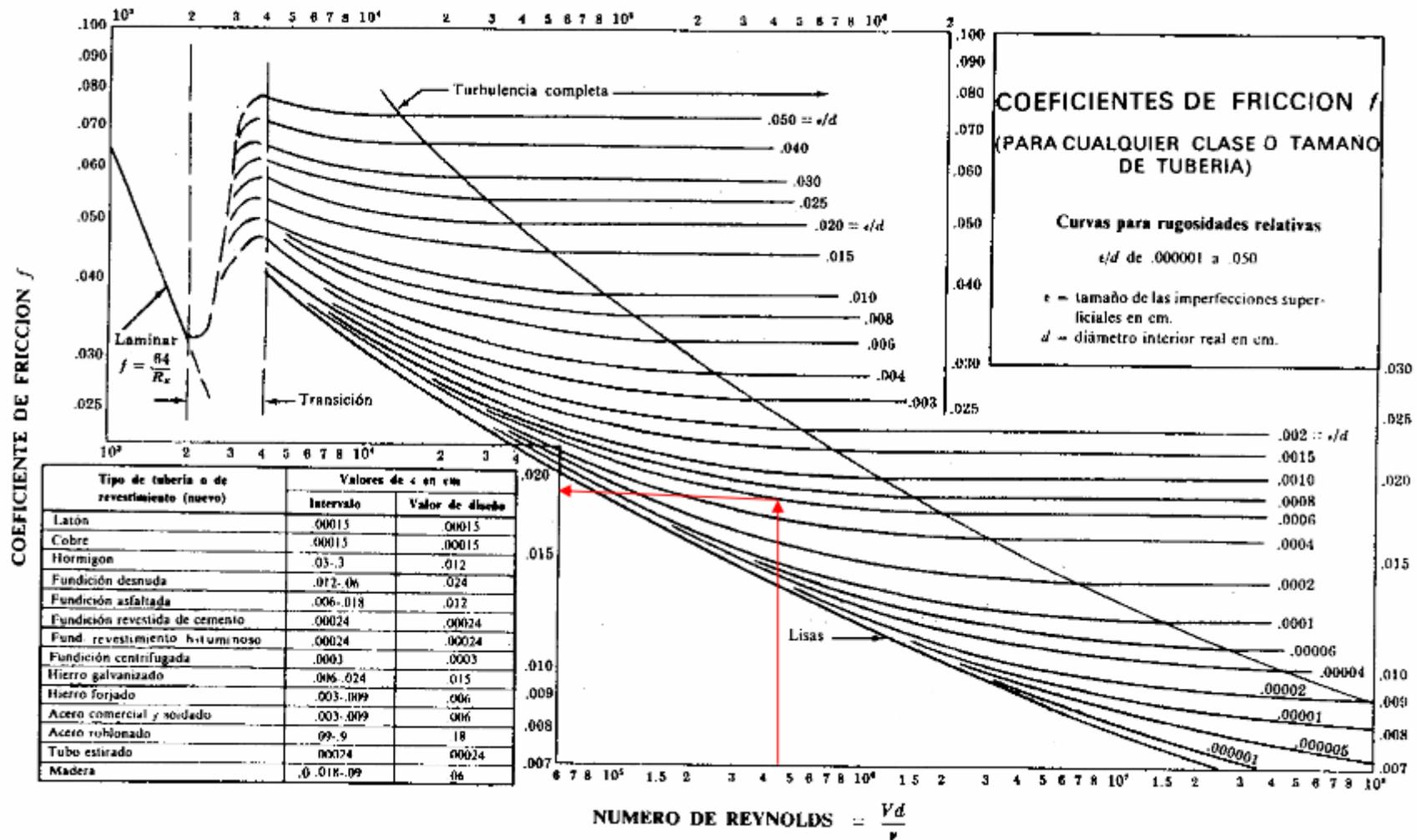


Figura 28: Cuadro de coeficiente de fricción

Ahora se calculará la pérdida de carga:

**a) Pérdida de carga por fricción del Fluido en la tubería:**

$$H_{pc} = f \frac{L V^2}{\phi 2g}$$

**Donde:**

$$F = \zeta?$$

$$L = 2060 \text{ m}$$

$$V = 4.59 \text{ m/s}$$

$$\phi = 0.10 \text{ m}$$

$$g = 9.81 \text{ m/s}^2$$

**Luego:**

Se obtiene del Diagrama de Modody , el cual está en función del Número de Reynolds (Re) y la Rugosidad relativa (Rr)

i. Primero calculamos el Número de Reynolds:

$$Re = \frac{V \times \phi}{\nu}$$

**Donde:**

$\nu$  = Viscosidad cinemática del agua, para T=20°C, de tablas:

$$\nu = 1.007 \times 10^{-6} \text{ m}^2/\text{s}$$

$$Re = \frac{4.59 \times 0.10}{1.007 \times 10^{-6}}$$

$$Re = 4.36 \times 10^3 > 2000$$

Por lo tanto, se trata de un flujo turbulento.

ii. Ahora calcularemos la Rugosidad Relativa:

$$Rr = \frac{\text{Rugosidad absoluta}}{\phi} = \frac{0.006 \text{ cm}}{10 \text{ cm}}$$

$$Rr = 0.0006$$

iii. Del Diagrama de Moody se obtiene:

$$f = 0.0185$$

Reemplazando datos, se obtiene:

$$H_{pc} = 0.0185 \times \frac{2060 \text{ m}}{0.10 \text{ m}} \times \frac{(4.59 \text{ m/s})^2}{2 \times 9.81 \text{ m/s}^2}$$

$$H_{pc} = 409 \text{ m}$$

b) **Pérdida de carga adicional por armaduras en la tubería**

( $H_{pcq}$ ):

$$H_{pca} = \frac{V^2}{g} \left( \sum NK \right)$$

Donde:

$$V = 4.59 \text{ m/s}$$

$$g = 9.81 \text{ m/s}^2$$

PERDIDA DE CARGA POR ARMADURA DE TUBERIAS			
DESCRIPCION	N	K	NK
Válvulas abiertas	0	3.00	-
Tee	0	2.00	-
Codos de 45°	16	0.45	7.20
Codos de 90°	0	0.75	-
Coplas de uniones	234	0.35	81.90
$\sum NK$			89.90

$$H_{pca} = \frac{(4.59 \text{ m/s})^2}{2 \times 9.81 \text{ m/s}^2} \times 89.10$$

$$H_{pca} = 96 \text{ m}$$

c) **Entonces la pérdida de carga total sería:  $H_{pct} = H_{pc} + H_{pca}$**

$$H_{pct} = 409 \text{ m} + 96 \text{ m}$$

$$H_{pct} = 506$$

**4.2.2.4. Altura Máxima (H2) Que Alcanzará El R/H Respecto al Nivel más Bajo de Interior Mina - Nv 1815**

Para calcular la máxima altura a la que puede llegar el relleno hidráulico en interior mina, es necesario considerar la Ecuación de Bernoulli.

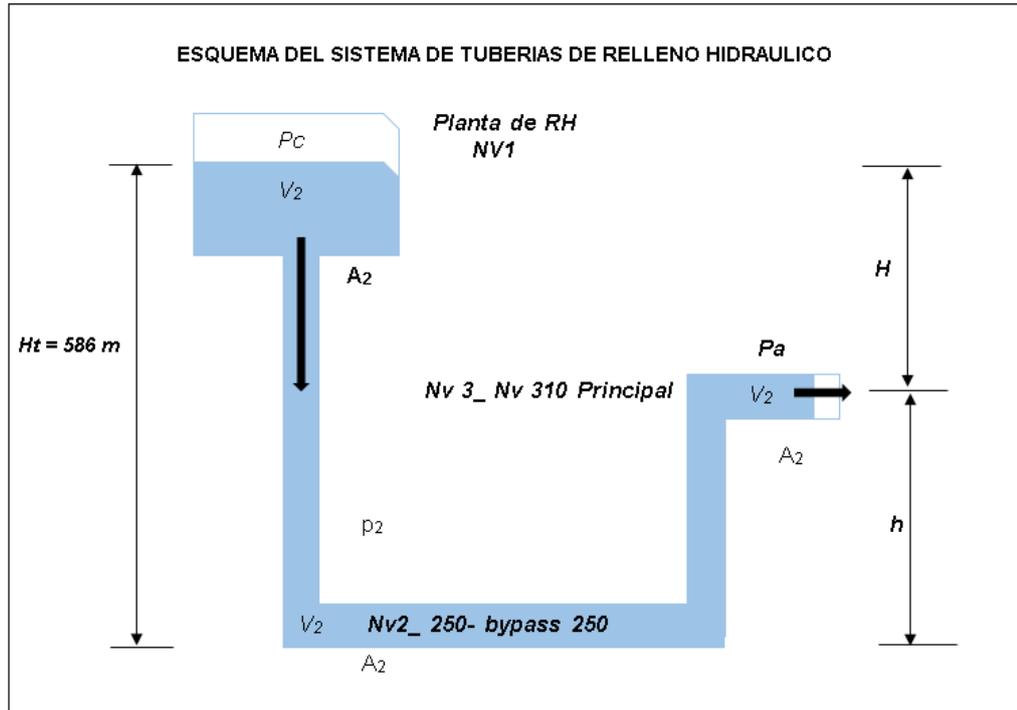


Figura 29: Esquema de sistema de tuberías de relleno hidráulico

**Donde:**

A = Área de la sección de la tubería

V = Velocidad de la pulpa

P = Presión

h = Altura

H = Diferencia de cotas entre la planta de RH y el punto Nv 3

g = Gravedad 9.81 m/s<sup>2</sup>

w = Gravedad específica 1.9 kg/L

**Analizando por la Ley de Bernoulli:**

$$Z_1 + \frac{P_1}{w} + \frac{(V_1)^2}{2g} = Z_3 + \frac{p_3}{w} + \frac{(V_3)^2}{2g} + Hpct$$

**Donde, observando la figura anterior:**

$$Z_1 = H = 586 \quad V_3 = 4.59 \text{ m/s}$$

$$Z_3 = h \quad p_1 = p_3$$

$$V_1 = 0 \quad g = 9.81 \text{ m/s}^2$$

**Entonces, reemplazando:**

$$586m + \frac{P_a}{w} + 0 = h + \frac{P_a}{w} + \frac{(4.59\text{m/s})^2}{2 \times 9.81\text{m/s}^2} + 505m$$

$$h = 80m$$

Por lo tanto, el R/H alcanzará una altura máxima: 80 metros máximo.

### **A. Gradiente Hidráulica (GH)**

Se llama así a la pérdida de carga por unidad de longitud, está

dada por:

$$GH = \frac{H_{pct}}{L}$$

**Donde:**

$H_{pct}$  = pérdida de carga total (en metros)

$L$  = Longitud total de tubería (en metros)

**Reemplazando:**

$$GH = \frac{505m}{2060m} = 0.2421$$

$$GH = 24.51m/100m$$

### **B. Máxima Distancia Horizontal (DH)**

La máxima distancia horizontal a que podrá ser enviada la pulpa

debido al impulso adquirido durante su caída vertical (gravedad),

está dada por:

$$DH = \frac{h \times \phi \times 2g}{w \times c}$$

**Donde:**

$g = \text{Gravedad } 9.81\text{m/s}^2$

$c = \text{coeficiente} = 0.00045 \text{ para } \varnothing 4''$

$\varnothing = \text{diámetro de la tubería (0.10m)}$

$W = \text{coeficiente de resistencia, determinado por:}$

$$w = \omega \left[ C_{pu} + \frac{0.0018}{\frac{V \times \varnothing}{2}} \right]$$

**Donde:**

$\omega = \text{densidad de pulpa (1900kg/m}^3\text{)}$

$V = \text{velocidad de la pulpa (4.59 m/s)}$

$C_{pu} = \text{constante para pulpas (para este caso: } C_{pu} = 0.3\text{)}$

**Luego:**

$$w = 1900 \left[ 0.3 + \frac{0.0018}{\frac{4.59 \times 0.10}{2}} \right]$$

$$w = 584.90$$

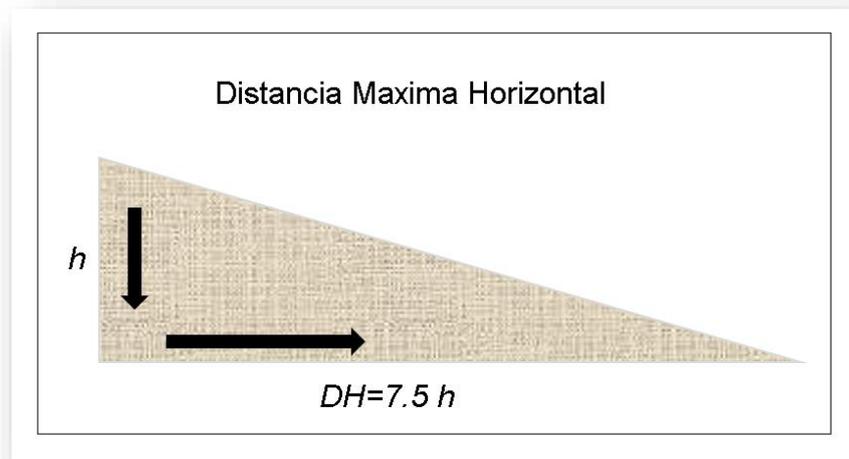
Reemplazando en la ecuación de DH, tenemos:

$$DH = \frac{h \times 0.10 \times 2 \times 9.81}{584.90 \times 0.00045}$$

$$DH = 7.5 h$$

Por lo tanto, se tiene un ratio de acción del relleno de 1/7.5; lo cual significa que para 1m de caída vertical se tiene un empuje horizontal de 7.5m en longitud equivalente, como se observa en la figura siguiente:

#### 4.2.2.5. Cálculos de los Parámetros más Importantes de la Pulpa del Relleno Hidráulico



En este acápite, se presentarán los parámetros más importantes de la pulpa que ingresa a las labores de explotación de interior mina y que, además, son cantidades sujetas a determinarse satisfaciendo ciertos valores condicionales. Los datos para efectos de cálculos, han sido obtenidos a partir de las muestras tomadas del tanque agitador

##### A. Densidad de la Pulpa

Para determinar la densidad de la pulpa se tomaron ocho muestras del tanque agitador en la planta de relleno hidráulico; y se utilizó la balanza “Marcy” para obtener las densidades.

DENSIDAD DE PULPA	
N° DE MUESTRA	g/L
1°	1950
2°	1800
3°	1900
4°	1900
5°	2000
6°	1850
7°	1950
8°	1850

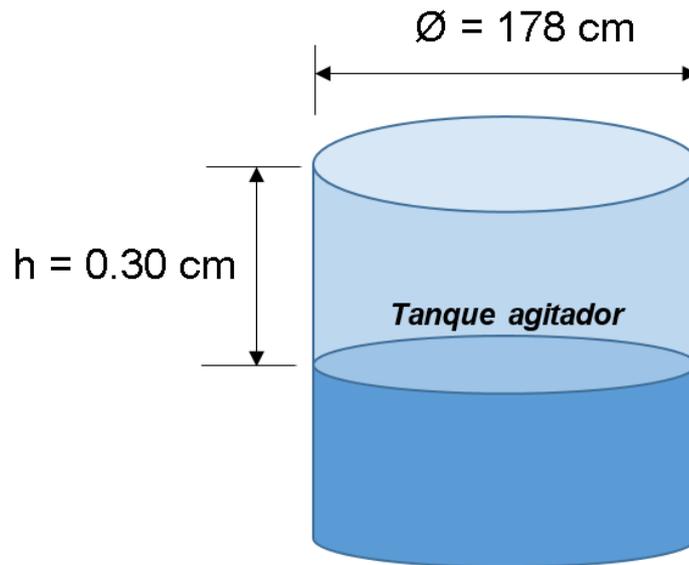
**PROMEDIO**

1900

Entonces, la densidad promedio de la pulpa será:  $P= 1900 \text{ g/L}$

### B. Caudal del Relleno Hidráulico que llega al Tajeo (Q)

Para calcular el caudal (Q) del relleno hidráulico que llega al tajeo, se tomaron diversos datos como: el diámetro del tanque, altura que bajó la pulpa en el tanque agitador y los tiempos.



Diámetro ( $\emptyset$ ) = 1.78m

Altura (h) = 0.30 m

Volumen (V) =  $\pi \times r^2 \times h$

Volumen =  $\pi \times (1.70/2)^2 \times 0.30$

Volumen = 0.7465 m<sup>3</sup>

Tiempo promedio en que bajo el Relleno Hidráulico en el tanque agitador.

TOMA DE TIEMPOS	
Nº DE MUESTRA	UNIDAD (S)
1º	28
2º	30
3º	29
4º	29
5º	30
6º	29
7º	28
8º	29

Luego el caudal de relleno hidráulico que llega al tajeo será:

$$Q = V/t$$

$$Q = 0.7465m^3/29s$$

$$Q = 0.0257 m^3/s$$

$$Q = 92.67 m^3/Hora$$

### C. Velocidad Del Relleno Hidráulico Con Que Ingresa Al Tajeo Por Tuberías De Ø4" (V)

En la sección anterior, se halló que el caudal del relleno hidráulico que llega al tajeo es de 407.40 GPM, es decir 92.67m<sup>3</sup>/h.

Entonces:

$$V = Q/A$$

A = Área de sección de tubería de 4"Ø

$$A = \pi r^2$$

$$A = \pi(0.0508m)^2$$

$$A = 0.0081m^2$$

Luego:

$$V = \frac{0.0257m^3/s}{0.0081m^2}$$

$$V = 3.18m/s$$

### D. Constante de Sólidos (K)

$$K = \frac{S - 1}{S}$$

$$S = \text{Gravedad específica de los solidos} = 2.65$$

Entonces:

$$K = \frac{2.65 - 1}{2.65} = 0.6226$$

### **E. Peso de Solido Seco en un Litro de Pulpa (W)**

$$W = \frac{P - 1000}{K}$$

Donde:

P = Densidad de la pulpa = 1900 g/L

K = Constante de sólidos = 0.6226

Reemplazando:

$$W = \frac{1900 - 1000}{0.6226}$$

$$W = 76.08 \%$$

### **F. Relación: Peso Líquido a Peso Sólido (G)**

$$G = \frac{100 - P_w}{P_w}$$

Donde:

$P_w$  = Porcentajes de solidos por peso = 76.08%

Luego:

$$G = \frac{100 - 76.08}{76.08}$$

$$G = 0.3144$$

### **G. Relación Volumétrica de Líquidos a Sólidos (L)**

$$L = G \times S$$

Donde:

G = Relación: peso líquido / peso sólido = 0.3144

S = Gravedad específica de los sólidos = 2.65

Reemplazando:

$$L = 0.3144 \times 2.65$$

$$L = \mathbf{0.833}$$

#### H. Tonelaje de Sólidos por Hora que Llega al Tajeo (T)

En los párrafos anteriores se calculó el peso de sólidos en un litro de pulpa ( $W = 1.44555 \text{ kg/L}$ ), así como el caudal del relleno hidráulico que llega al tajeo ( $Q = 407.40 \text{ gal/min}$  o  $92.67 \text{ m}^3/\text{h}$ )

**Entonces:**

$$T = 1.44555 \text{ kg/L} \times 407.40 \text{ gal/min} \times 3.78 \text{ L/gal} \times 60 \text{ min/h} \\ \times \text{ton}/1000 \text{ kg}$$

$$T = 133.74 \text{ Ton/hora}$$

#### I. Volumen de Líquido Enviado por Hora al Tajo ( $V_L$ )

Se tiene la siguiente relación:

$$\text{Peso del liquido} = T \times G$$

Donde:

$$G = \text{Relación: peso liquido/peso solido} = 0.3144$$

$$T = \text{Peso solido} = 133.74 \text{ ton/h}$$

Luego:

$$\text{Peso liquido} = 0.3144 \times 133.74 \text{ ton/h}$$

$$\text{Peso liquido} = 42.05 \text{ ton/h}$$

Considerando  $1.00 \text{ g/cm}^3$  ó  $1 \text{ kg/L}$  el peso específico del líquido (agua) se tendrá lo siguiente:

$$V_L = 42.05 \text{ ton/h} \times 1000 \text{ kg/ton} \times 1 \text{ L/kg} \times 1 \text{ m}^3/1000 \text{ L}$$

$$V_L = 42.05 \text{ m}^3/\text{h}$$

#### J. Volumen de Sólido Enviado por Hora al Tajo ( $V_s$ )

Como ya se ha calculado la relación volumétrica de líquido a sólido ( $L = 0.833$ ), y además conocemos el volumen de líquido por hora enviado al tajeo ( $V_L = 42.05 \text{ m}^3/\text{h}$ ), entonces podemos calcular el volumen de sólido que llega al tajeo por hora:

$$V_s = \frac{V_L}{L}$$

$$V_s = \frac{42.05 m^3/h}{0.833}$$

$$V_s = 50.48 m^3/h$$

## **1. Proceso de Rellenado de un Tajeo**

### **a) Preparado del Tajeo:**

El primer paso es la limpieza del mineral fino que queda en el tajeo; luego se prepara el tajeo para el relleno colocando un dique de contención de material estéril (desmonte o marga gris o roja proveniente de la explotación de los tajos más cercanos), luego se procede a tapar todos los agujeros que podrían causar posibles fugas de RH, esto se realiza embolsando la zona del dique con tela arpillera (telas de material plástico) clavando y asegurando por toda el área del dique de contención. El contorno de esta tela va fijada a la pared del tajeo con clavos y puntales en algunos casos de ser necesarios cuando queda en demasiado desnivel el dique de contención.

Otra cuadrilla de operarios va instalando la tubería de polietileno del bypass 310 hacia el tajeo a rellenar desde la red de tubería principal de relleno. Cabe señalar que el relleno es enviado desde superficie hasta los niveles inferiores (NV 250 y NV 310) a través de una tubería de 4"Ø por gravedad y luego impulsadas por bombas horizontales y que luego desde los niveles inferiores se reparten a las diferentes labores a rellenarse.

## **b) Rellenado del Tajeo**

Una vez preparado el tajeo, el operador de superficie procede a enviar agua para lavar la red de tuberías con la finalidad de evacuar posibles vestigios de relleno de anteriores envíos y comprobar que la tubería no esté atorada y la red de tuberías este bien direccionada. En seguida el operador de interior mina observa que llegue el agua al tajeo y se comunica por teléfono con el operador de superficie solicitando el envío de la pulpa.

En lo posible debe evitarse que los diques no reciban el impacto directo de la pulpa para evitar deterioros de la misma.

El proceso de relleno continúa hasta que el operador de interior mina comunique el término del proceso o alguna parada por algún problema; este operador debe cuidar que el drenaje de agua se realice correctamente, para lo cual se utiliza bombas de agua instaladas con tuberías de 4"Ø que conectan luego al sistema de drenaje de interior mina y son direccionados a las pozas de bombeo y luego a superficie para su tratamiento.

El relleno utilizado llega a percolar a 12 cm/h necesitando esperar menos de 2 horas para el secado de dicha lama para continuar con el proceso de minado

En la práctica se ha comprobado que un coeficiente de permeabilidad de 10 cm/hora es el ideal para la consolidación de un relleno. Un coeficiente de permeabilidad menor de 9 cm/hora se dice que demora excesivamente en eliminar el agua; en cambio un coeficiente de permeabilidad mayor de 20 cm/hora puede

causar el fenómeno de embudo, por el cual se forma pequeños conductos abiertos dentro de la masa de relleno a través de los cuales fluye la pulpa a gran velocidad saliendo buena cantidad de relleno a las galerías.

En la Empresa Administradora Chungar S.A.C. (EACH), unidad minera ANIMON Nv 310 – Veta María Rosa, no se tiene problemas con la percolación, ni con la resistencia al hundimiento de relleno una vez rellenado el tajeo; pues el relleno resiste pisadas de un hombre ( $0.5 \text{ kg/cm}^2$ ) desde el momento que esta rellenándose el tajeo.

El relleno tiene una resistencia de hundimiento de  $0.80 \text{ kg/cm}^2$  a las 12 horas de vaciado la pulpa.

Al culminar el proceso de rellenado, el operador de superficie debe enviar agua para lavar la tubería.

En la figura se esquematiza el proceso de minado de un tajeo con corte y relleno hidráulico en forma ascendente.

## **2. Problemas en el Proceso de Rellenado**

En la Empresa Administradora Chungar S.A.C. (EACH), unidad minera ANIMON Nv 310 – Veta María Rosa, los problemas más comunes en los primeros días de aplicación del relleno hidráulico fueron los atoros de tuberías, estos se debía principalmente a dos factores: la instalación de la tubería por medio de la RB 42 lo cual ocasionaba fugas en las tuberías ocasionando el arenamiento de estas y a la falta de experiencia del personal encargado de enviar el agua y la pulpa desde la planta de relleno. Luego estos

problemas se están minimizando al tener un personal cada vez más experimentado y supervisando constantemente las instalaciones de tuberías por la RB 42.

Las filtraciones y escapes de la pulpa son otro problema, los cuales se producen por una mala preparación del tajeo. Esto causa inundación de las rampas, galerías y pozas de decantación de los niveles inferiores (Nv 250 y Nv 200).

Los desgastes de tuberías son consecuencia del rozamiento de la pulpa contra las paredes de la tubería. La duración de las tuberías depende de la ubicación y ángulo de inclinación que tengan. Las tuberías instaladas verticalmente tienen poco desgaste cuando están instaladas a plomo y bien aseguradas; mientras que las tuberías instaladas en forma horizontal tienen un mayor desgaste en la parte inferior, por lo que es recomendable hacer una rotación de las tuberías cada cierto tiempo para tener un desgaste uniforme.

### **3. Tiempo Neto de Relleno de un Tajeo**

En los acápites anteriores se determinó que la pulpa del relleno hidráulico tiene una composición en peso de 76% de sólidos y 24% de agua aproximadamente.

También se considerará en forma supuesta que por el proceso de drenaje se elimine solamente agua, logrando al final un relleno in-situ con una composición aproximada del 85% de sólidos y 15% de agua, entonces si podremos calcular el tiempo neto de relleno de un tajeo.

- **Dimensiones del tajeo:**

$$\text{Volumen del tajeo (V)} = l \times a \times h = A \times h$$

Donde:

V = Volumen del tajeo en

A = Área de la base del tajeo en

l = Longitud del tajeo en

a = Ancho del tajeo en

h = Altura del tajeo en

### 4.3. Prueba de Hipótesis.

#### 4.3.1. Implementación del Silo 4 y Construcción del Reservorio para Agua y

##### Finos

En el cuadro siguiente se resume la inversión realizada en el reservorio:

##### Tuberías

Tabla N° 40: Inversión realizada en reservorio

N°	DESCRIPCIÓN	CANT.	UNID.	PU(US\$)	COSTO (US\$)
1	TUBO POLIETILENO 2" CLASE 10	300	m	1.49	447.60
2	TUBO POLIETILENO 4" CLASE 10	900	m	4.85	4363.20
3	GEOMENBRANA TORODIN HYDROS	175	m <sup>2</sup>	5.31	929.25
4	ALAMBRE NEGRO 16	10	Kg	0.89	8.92
5	GEOTEXTIL NO TEJIDO MACTEX MT 300/MT 200	120	m <sup>2</sup>	0.93	111.72
6	Medidores de densidad	2	Unid.	1500	3000
7	Bomba sumergible de 15 HP	1	Unid.	8000	10000
8	Costo de instalación				15000.00
<b>COSTO TOTAL</b>					<b>33,861</b>

La inversión realizada en tuberías se explica en el cuadro siguiente:

N°	DESCRIPCIÓN	CANT.	UNID.	PU(US\$)	COSTO (US\$)
1	Tuberías de polietileno de 4"PN-12.5	1000	m	5.90	5896.00
2	Tuberías de acero SCH 80 S/C de 4"	1800	m	32.17	57900.60
3	NIPLE SCH80	250	Unid.	5.99	1497.50
4	UNION VITAULIC	520	Unid.	9.34	4858.36
5	VALVULA BOLA ACERO INOXIDABLE 2"	2	Unid.	39.35	78.69
6	VALVULA BOLA ACERO INOXIDABLE 2"	1	Unid.	36.42	36.42
7	VALVULA BOLA ACERO INOXIDABLE 4"	2	Unid.	266.50	266.50
8	BRIDA DE ACERO P/TUBERIA 6"	16	Unid.	12.06	192.96
9	CEMENTO GRIS	400	bolsa	4.83	1932.40
10	Alcayatas	1000	Unid.	7.56	7563.00
11	Otros materiales				7388.37
12	Costo de intalación				23621.59
<b>COSTO TOTAL</b>					<b>\$111,232</b>

Tabla N° 41: Inversión realizada en tubería

A continuación, se presenta un resumen de la inversión realizada en el proyecto de relleno hidráulico:

DESCRIPCION	SUB TOTAL COSTO (US\$)
SILO 4	33,861
TUBERIAS	111,232
<b>TOTAL</b>	<b>145,093</b>

Tabla N° 42: Inversión realizada en proyecto

#### 4.3.2. Costo de Operación del Sistema de Relleno Hidráulico

##### A. Costo de Depreciación del Equipo

La tasa de depreciación anual en EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. (EACH), UNIDAD MINERA ANIMON” es de 20%.

Los cálculos del costo de depreciación se resumen en el cuadro siguiente:

COSTO DE DEPRECIACIÓN		
DESCRIPCION	UNIDAD	TOTAL
Inversión inicial	\$	273692
Tasa de depreciación anual	%	20%
Depreciación anual	\$	54738
Producción de mineral mensual	TM	10000
Producción de mineral anual	TM	120000
Costo de depreciación	\$/TM	0.46

Tabla N° 43: Costos de depreciación

##### B. Costo de Energía

El costo de consumo de energía eléctrica se presenta en el cuadro siguiente:

COSTO DE ENERGIA					
DESCRIPCION	H/DIA	POT-HP	POT -KW	KW.H/DIA	S./DIA
Dos Bomba para agua - Glorita (15 HP)	5	15	11.19	55.93	18.46
Iluminacion (planta, reservorio de agua, etc)	12	27	20	240.00	79.20
Chancadora de rodillos y quijada (60 HP) y (4HP)	5.5	64	47.72	262.49	86.62
Zaranda (20HP)	5	20	14.91	74.57	24.61
Agitador (18HP)	5	18	13.42	67.11	22.15
Dos Bombas Horizontales	20	150	110	700.10	184.6
<b>TOTAL</b>		296	217.25	559	<b>415.03</b>

Tabla N° 44: Inversión realizada en energía eléctrica

### C. Costo de Mano de obra

El costo de mano de obra se resume en el siguiente cuadro:

COSTO DE MANO DE OBRA			
DESCRIPCION	TAREAS/DIA	S./ / TAREA	S./ / DIA
Operador SILO 1 y SILO 2	2	63.2	126.4
Operador del SILO 4	1	63.2	63.2
Maestro Mina	1	71.40	71.40
Inspector de Tuberías	1	63.2	63.2
Ayudante Mina	2	63.2	126.4
Personal de Sostentamiento	2	71.40	142.79
<b>TOTAL</b>			592.30
Costo de mano de obra	3.95	Soles/ m <sup>3</sup> de RH	
Costo de mano de obra	1.39	Soles / TM mineral	
Costo de mano de obra	0.43	\$/ TM mineral	

Tabla N° 45: Costo en mano de obra

### D. Costo de Mantenimiento

El costo de mantenimiento de la planta de relleno hidráulico y de los equipos de bombeo de agua se estimó en experiencias similares de otras empresas mineras. En el cuadro siguiente se puede observar dicho costo:

COSTO DE MANTENIMIENTO (estimado de comparación con otras minas)		
Costo de Mantenimiento	0.50	Soles/ m <sup>3</sup> de RH
Costo de Mantenimiento	0.18	Soles / TM mineral
Costo de Mantenimiento	0.05	\$/ TM mineral

Tabla N° 46: Costo en mantenimiento

### E. Costo de Transporte de Agregados

Los costos de transporte se resumen en el cuadro siguiente:

COSTO DE TRANSPORTE DE AGREGADOS			
Descripción para 152m <sup>3</sup> de RH	Hr/día	P.U. S./hora	Total S./ / Día
Transporte hasta el SILO 4	5.40	148.18	783.97
Equipo de carguío en SILO 4	3.20	93.85	300.32
Transporte de desmonte de Nv 310	2.50	54.80	137.00
Equipo de carguío Nv 310	3.20	93.85	300.32
Equipo de LHD para diques	3.00	93.85	281.55
<b>TOTAL</b>			1,803.16
Costo de mano de obra	12.02	Soles/ m <sup>3</sup> de RH	
Costo de mano de obra	4.22	Soles / TM mineral	
Costo de mano de obra	1.30	\$/ TM mineral	

Tabla N° 47: Costo en transporte de material

#### **4.4. Discusión de resultados**

Visto los resultados obtenidos después de una ardua investigación y trabajo de campo, así como las coordinaciones con otras áreas para obtener datos que contribuyeron a la investigación podemos concluir lo siguiente:

Respecto a la inversión de preparación, el costo es alto para la opción N°2 es decir breasting mecanizado, casi quintuplica a la preparación para el breasting semi mecanizado. Asimismo, resalto el volumen a explotar de las reservas el cual sería más óptimo con el breasting semi mecanizado.

Por otro lado, si bien el costo de inversión de preparación para el breasting mecanizado es más alto, resalto la producción diaria que se obtendría que es de 356 toneladas por día, así como el costo de producción que estaría en 22.91 \$/t, que es menos de la mitad de breasting semi mecanizado que alcanzaría 47.88 \$/t. algo muy importante que se resalta es el tiempo de explotación que es de 37.34 meses para explotación semi mecanizado y 15.40 meses para la explotación mecanizada. Entonces como indica el título del proyecto optimizar la producción, optáremos a título personal del investigador por el método breasting mecanizado, pero esta decisión queda a responsabilidad de la gerencia.

## CONCLUSIONES

Luego de haber realizado el análisis de la presente tesis, se llega a las siguientes conclusiones y recomendaciones:

- a.** La aplicación del relleno hidráulico ofrece una serie de ventajas las cuales se traducen en la mayor productividad y seguridad operacional.
- b.** Con la aplicación del relleno hidráulico se considera aprovechar un 40% a 50% del relave producto de los avances de la mina y el tratamiento de minerales, esto se traduce en mayor vida útil de la relavera actual, reduciendo el impacto ambiental negativo y aumentando la rentabilidad del proyecto.
- c.** Con la aplicación del relleno hidráulico el rendimiento por hombre guardia se incrementará de 4.71 TM/tarea a 9.11 TM/tarea.
- d.** El consumo cimbras y de madera por tonelada de mineral roto antes de aplicar relleno hidráulico es de 28.40kg/TM, para la madera y 4 cimbras/TM. Aplicando el relleno hidráulico se reduce a 4.6 kg/TM, para la madera y ya no se usarán cimbras.
- e.** El costo de sostenimiento sin utilizar relleno hidráulico es de 5.99 \$/TM, al aplicar el relleno hidráulico este costo se reducirá a 1.83 \$/TM. Esta diferencia nos representaría de ahorro en sostenimiento básicamente con cimbras y madera. El costo del relleno hidráulico es de 2.77 \$/TM, esto representa \$ 332,400 por año; por lo tanto, se tendría un ahorro neto de \$ 166,800 por año.
- f.** Se tomó la decisión de implementar el Silo 4 considerando que desde allí el tendido de las tuberías para llegar a los tajos del Nv 310- Veta María Rosa recorren un tramo mucho más corto, el silo 4 que está ubicado a la entrada de la rampa Terry tiene que tener una ratio de alcance del relleno de 1 a 6. Los cálculos indican que

el relleno por un 1 m de vertical tiene un alcance de 7.5 m en horizontal, pero por seguridad se trabajó con la relación de 1 a 6, por toda la rampa Terry.

- g.** Los análisis granulométricos determinaron que se tiene:  $D_{60} = 1893$  micras y  $D_{10} = 152$  micras, con lo cual se obtiene un coeficiente de uniformidad (CU) de 12.45.
- h.** La gravedad específica de la mezcla de agregados es de 2.65 con una densidad aparente de  $1.54 \text{ g/cm}^3$
- i.** Para obtener una pulpa homogénea es necesario unas 1400 RPM en el tanque agitador.
- j.** El relleno hidráulico tendrá una densidad de pulpa: 1900 g/L, con un 76 % en contenido de sólidos.
- k.** De las pruebas de compactación se determinó que el relleno se compacta hasta en un 10 %
- l.** Para un volumen de producción de mineral de 333 TM/día ó 10,000 TM/mes, es decir de 3,509 m<sup>3</sup>/mes ó 116 m<sup>3</sup>/día, la producción de relleno debería ser de 40 m<sup>3</sup>/hora ó 200 m<sup>3</sup>/día de pulpa; pero luego de realizar las pruebas en tajos se calculó un caudal de ingreso de 92 m<sup>3</sup>/hora, lo cual hace posible incrementar la producción.
- m.** El consumo de agua para la planta de relleno hidráulico será de 80 m<sup>3</sup>/día. De los cuales se utilizarán para el transporte de los sólidos y 30 m<sup>3</sup> para el lavado de tuberías.

## RECOMENDACIONES

En base a las conclusiones arribadas se dan las recomendaciones siguientes:

- a.** Como los resultados del análisis técnico de aplicación del relleno hidráulico son favorables, se recomienda implementar el Silo 4 que se encuentra ubicado al ingreso de la rampa Terry de tal manera que se aproveche la gravedad para el impulso y traslado de la pulpa hasta los tajos, ya que por este tramo se utilizaran las RB N°10 Y RB N°14 para aprovechar el impulso de la gravedad.
- b.** El diseño de la implementación del silo 4 debe contemplar la posibilidad de utilizar las lamas finas para obtener mejores propiedades estructurales en el relleno, esto con el fin de minimizar la compactación y atoro de las tuberías que trasladan el RH a interior mina.
- c.** Para la profundización de la mina se debe considerar, dejar desmonte grueso en los tajos y completar con relleno hidráulico, para mejorar la estabilidad de las labores y acelerar el ciclo de minado.
- d.** Se debe considerar la posibilidad de reutilizar el agua que ingresa con el relleno, creando un circuito cerrado de agua, optimizando su utilización en el procesamiento de minerales.
- e.** Se debe rellenar todos los espacios vacíos posibles dejados en los niveles superiores al actual nivel de explotación, con la finalidad de crear barreras geomecánicas y mejorar las condiciones de estabilidad del macizo rocoso.

## BIBLIOGRAFÍA

- ASSUREIRA E., ESTELA., 1989. “Transporte de Partículas Sólidas por Tuberías”. Pontificia Universidad Católica del Perú.
- SIFUENTES, SOCRATES., 1995. “Agregados en Relleno Hidráulico para la Explotación por Cámaras y Pilares Temporales en Yacimientos Sub Horizontales”. Compañía Minera Aurífera Retamas S.A., Perú.
- TOLEDO GARAY, FERNANDO ENRIQUE, 2006. “Reducción del Impacto Ambiental en Minas con la Disposición de Residuos en el Subsuelo”. Lima Perú, Tesis universitaria, Unidad de post grado, UNMSM.
- VALERA, CRISTOBAL., “Requerimiento de Relleno Hidráulico en Uchucchacua”. Compañía de Minas Buenaventura S.A., Perú.

## **ANEXOS**

Anexo 1

**Matriz de consistencia de investigación descriptiva**

**EVALUACIÓN ECONÓMICA DE LA PERFORACIÓN EN BREASTING PARA OPTIMIZAR LA PRODUCCIÓN EN LA VETA XIMENA, COMPAÑÍA MINERA CASAPALCA S.A.**

Problemas	Objetivos	Metodología y Técnicas de Investigación
<p><b>Problema General.</b> ¿Desarrollaremos la evaluación económica de la perforación en breasting para optimizar la producción en la veta ximena, compañía minera casapalca S.A.?</p> <p><b>Problemas Específicos.</b> a) ¿Si evaluamos económicamente la perforación en breasting podremos optimizar la producción en la veta ximena, compañía minera casapalca S.A.?</p> <p>b) ¿Cómo evaluaremos económicamente la perforación en breasting para optimizar la producción en la veta ximena, compañía minera casapalca S.A.?</p>	<p><b>Objetivo General.</b> Desarrollar la evaluación económica de la perforación en breasting para optimizar la producción en la veta ximena, compañía minera casapalca S.A.</p> <p><b>Objetivos Específicos.</b> a) Evaluar económicamente la perforación en breasting y determinar lo óptimo en la producción en la veta ximena, compañía minera casapalca S.A.  b) Evaluar económicamente la perforación en breasting para optimizar la producción en la veta ximena, compañía minera casapalca S.A..</p>	<p><b>Tipo de Investigación.</b> La presente tesis se desarrollará tomando en cuenta dos metodologías de trabajo.</p> <p><b>Descriptiva.</b> Se mencionará de forma detallada la evaluación económica y el proceso de producción de la veta minera Ximena CIA minera Casapalca. Según Gago (2014) el Método descriptivo que consiste en el análisis e interpretación de los datos que han sido reunidos con un propósito definido. Por lo tanto, la presente investigación utiliza el Método Descriptivo</p> <p><b>Exploratorio</b> Por los datos que se tienen previamente a esta investigación se podría clasificar como exploratorio, pues es imposible predecir los resultados que se obtendrán al tratarse de muchos datos, muchos de ellos aun por obtener. Los estudios exploratorios se efectúan, normalmente, cuando el objetivo es examinar un tema o problema de investigación poco estudiado, que no ha sido abordado antes. (Sampieri H 1997 Pag,13). En este mismo sentido el presente estudio podría ser considerado Investigación Tecnológica, el cual es aquella que responde a problemas técnicos, aprovechándose del conocimiento teórico científico producto de la investigación básica. Asimismo, organiza reglas técnicas cuya aplicación posibilita cambios en la realidad (Huamani P. 2006)</p> <p><b>Métodos de la Investigación.</b> La presente investigación utilizara el método inductivo La investigación llevada a cabo según el método inductivo se basa en la obtención de conclusiones a partir de la observación de hechos. La observación y análisis permiten extraer conclusiones más o menos verdaderas, pero no permite establecer generalizaciones o predicciones.</p> <p><b>Diseño de la Investigación.</b> Para el presente estudio de tipo descriptivo se optó por un diseño NO EXPERIMENTAL el cual es el más adecuado para la presente investigación, y estará clasificado como TRANSVERSAL al elegirse el periodo que durará el proyecto.</p> <p><b>Población y Muestra.</b> <u>Población.</u> La población está constituida por la explotación de vetas en la Compañía minera Casapalca que a la fecha de esta investigación son 6 activos y que están siendo explotados. <u>Muestra.</u> La muestra para la presente investigación está conformada por la veta Ximena niveles 17 y 18 de Compañía minera Casapalca, que representa el 16.57 % de la población de vetas activas a la fecha del presente proyecto</p>

### **Instrumentos de Recolección de datos**

Para la recolección de datos y la posterior evaluación del análisis de costos, se tomó en cuenta: los rubros siguientes:

Análisis documentario, observación, medición, clasificación de archivos (informes y datos estadísticos), etc.

Y como instrumentos: Cuestionario, técnicas de procesamiento y análisis de datos, registros de evaluación, etc.

### **Procesamiento y análisis de datos**

Se revisará sistemáticamente toda la información recopilada a efectos de determinar su calidad y el grado de confianza y se someterá a un tratamiento estadístico y uso de hojas Excel.