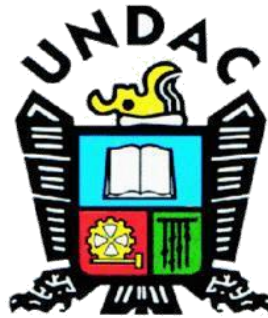


**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN  
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS  
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**



**TESIS**

**Optimización de la perforación y voladura para mejorar la  
zona de profundización en la mina Andaychagua de la Cía.  
minera Volcan S.A.A.**

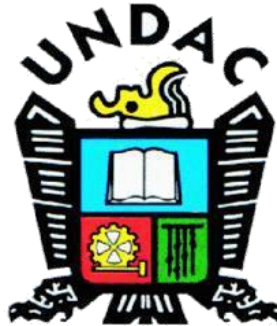
Para optar título profesional de:  
Ingeniero de minas

**Autor: Bach. Víctor Raúl BERROSPI EUSEBIO**

**Asesor: Mg. Vicente César DÁVILA CÓRDOVA**

Cerro de Pasco – Perú – 2019

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



**Optimización de la perforación y voladura para mejorar la  
zona de profundización en la mina Andaychagua de la Cía.  
minera Volcan S.A.A.**

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

---

Mg. Joel Enrique OSCUVILCA TAPIA  
PRESIDENTE

---

Mg. Silvestre Fabián BENAVIDES CHAGUA  
MIEMBRO

---

Ing. Julio César SANTIAGO RIVERA  
MIEMBRO

## **DEDICATORIA**

A nuestro Padre Celestial por darme la vida y la oportunidad de realizar mis metas.

A mis queridos padres Tito y Paola, y a mis hermanos José e Iván, por ser fuente y motivación en mis quehaceres diarios y por su apoyo incondicional y desinteresado.

## RECONOCIMIENTO

Agradezco a Dios, por todo lo que soy, por mostrarme el camino hacia la felicidad y estar presente en mí todos los días de mi vida.

Mi eterno agradecimiento a mis familiares, principalmente a mis padres y hermanos, por su apoyo en bien de mi formación personal y profesional.

Mis agradecimientos a los jefes de sección; y a mis colegas de trabajo de dicha empresa, por su invaluable colaboración con datos, informes técnicos, y su experiencia en dicha mina, que me sirvieron para la culminación de la este trabajo de tesis.

Y finalmente al Señor Asesor Ing. Vicente César DÁVILA CÓRDOVA; por su tiempo y dedicación en la consecución de la presente investigación.

## RESUMEN

Siendo en el ciclo de minado, parámetros de medición más importantes los resultados de la perforación y voladura; la eficiencia de las demás operaciones unitarias depende directamente de resultados tales como la fragmentación y la definición de la sección de minado.

El buen uso de las técnicas de la voladura controlada obtiene excavaciones bien definidas, buena fragmentación y sobre roturas mínimas, lo que permite tener excavaciones más estables y dinamizar el ciclo del frente. Se refleja en la reducción de los costos relacionados a sostenimiento, explosivos, tareas y utilización de equipos.

El presente trabajo tiene la finalidad demostrar la optimización en los procesos de perforación y voladura con una nueva tecnología en explosivo, una mezcla explosiva gasificarle como lo es el Quantex Sub, y los beneficios que representa en optimización en los resultados de fragmentación y ahorro en Costos.

Así también busca demostrar la viabilidad y el rendimiento de la Emulsión Bombeable Gasificada EBG – Quantex Sub en labores de la U.P. Andaychagua.

El trabajo describe el desarrollo de las pruebas las cuales se llevaron a cabo en este año 2018.

Los resultados obtenidos en Mina Andaychagua con la aplicación integral de la mezcla explosiva gasificada, se ve reflejado en un ahorro tangible. Finalmente, con esta nueva tecnología en explosivo se estaría logrando una fragmentación requerida; con respecto al beneficio económico que se podría obtener mensualmente, se tendría que, por avance el beneficio seria 49658.00 \$/mes; por reducción de taladros el beneficio seria 36160.00 \$/mes; por precio y costo de voladura el beneficio seria 8753.00 \$/mes.

Logrando obtener un beneficio que ascenderían a 94571.00 \$/mes.

**Palabras claves:** Voladura, mezcla explosiva, tecnología de gasificación, fragmentación, Quantex Sub.

## ABSTRACT

The drilling and blasting results being the most important measurement parameters in the mining cycle; The efficiency of the other unit operations depends directly on results such as fragmentation and definition of the mining section.

The good use of controlled blasting techniques obtains well-defined excavations, good fragmentation and minimal breakage, which allows for more stable excavations and energizing the front cycle. It is reflected in the reduction of costs related to maintenance, explosives, tasks and equipment use.

The present work has the purpose of demonstrating the optimization in the drilling and blasting processes with a new explosive technology, an explosive mixture gasifying it as is the Quantex Sub, and the benefits that it represents in optimization in the results of fragmentation and cost savings.

It also seeks to demonstrate the viability and performance of the EBG Gasified Pumpable Emulsion - Quaanter Sub in the work of the U.P. Andaychagua

The work describes the development of the tests which were carried out in this year 2018.

The results obtained in Andaychagua Mine with the integral application of the gasified explosive mixture, is reflected in tangible savings. Finally, with this new explosive technology, a required fragmentation would be achieved; with respect to the economic benefit that could be obtained monthly, it would have to, by advance the benefit would be \$ 49658.00 / month; for reduction of holes the benefit would be 36160.00 \$ / month; for price and cost of blasting the benefit would be \$ 8753.00 / month.

Achieving a benefit that would amount to \$ 94571.00 / month.

**Keywords:** Blasting, explosive mixing, gasification technology, fragmentation, Quantex Sub.

## INTRODUCCIÓN

El proceso de voladura de rocas representa la más importante operación unitaria para la extracción de minerales, ya que es la primera y más económica para lograr la fragmentación de las rocas.

Para ello, hasta la actualidad se han desarrollado una gran variedad de mezclas explosivas y nuevos productos con el fin de mejorar los resultados de voladura, reducir la fragmentación y tener influencia en la optimización de las operaciones post voladura para disminuir sus costos.

En la actualidad más del 75% de minas en el Perú, principalmente superficiales, vienen usando Mezcla Explosiva QUANTEX (MEQ) como agente explosivo, ya que por sus características de sensibilidad y homogeneidad puede llegar a obtener una mayor velocidad de onda de detonación (VOD) que el tradicional ANFO o ANFO pesado; y esto ha representado óptimos resultados en la fragmentación del mineral. Además, el costo ha llegado a ser tan competitivo que significa importantes ahorros frente al costo del ANFO.

Tomando como principio lo citado líneas arriba, Compañía Minera Volcan U.P. Andaychagua, considerada como gran minería, en su ardua competencia dentro de una industria minera, que cada vez se tecnifica a medida que transcurren los años. Es así que necesita innovar su proceso e implementar el carguío mecanizado usando Emulsión Granel para lo cual se le propone usar la emulsión bombeable gasificada (EBG) en el carguío de frentes, UCF, Taladros Largos (negativos).



## INDICE

**DEDICATORIA**

**RECONOCIMIENTO**

**RESUMEN**

**ABSTRACT**

**INTRODUCCIÓN**

**INDICE**

### **CAPITULO I. PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN.**

1.1 IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA.....	1
1.2 DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.....	2
1.2.1 Delimitación Espacial.....	2
1.2.2 Delimitación Temporal.....	2
1.2.3 Delimitación Conceptual.....	2
1.3 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	2
1.3.1 Problema General.....	3
1.3.2 Problemas Específicos.....	3
1.4 FORMULACIÓN DE OBJETIVOS.....	3
1.4.1 Objetivo General.....	3
1.4.2 Objetivos Específicos.....	4
1.5 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.....	4
1.6 LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN.....	5

### **CAPITULO II. MARCO TEÓRICO.**

2.1 ANTECEDENTES DE ESTUDIO.....	6
2.2 BASES TEORÍCAS - CIENTÍFICAS.....	8
2.3 DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS.....	25
2.4 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS.....	31

2.4.1 Hipótesis General. ....	31
2.4.2 Hipótesis Específicas. ....	31
2.5 IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES. ....	31
2.5.1 Variable Independiente ....	31
2.5.2 Variables Dependientes.....	31
2.5.3 variables Intervinientes. ....	31
2.6 DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES E INDICADORES.....	32
<b>CAPITULO III. METOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN.</b>	
3.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN.....	33
3.2 MÉTODOS DE INVESTIGACIÓN. ....	33
3.3 DISEÑO DE INVESTIGACIÓN. ....	33
3.4 POBLACIÓN Y MUESTRA. ....	34
3.4.1 Población.....	34
3.4.2 Muestra.....	34
3.5 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS. ....	34
3.5.1 Observación Directa.....	34
3.5.2 Análisis Estadístico.....	35
3.5.3 Análisis Descriptivo. ....	35
3.5.4 Presentación. ....	35
3.5.5 Entrevistas no Estructuradas. ....	35
3.6 TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS.....	35
3.7 TRATAMIENTO ESTADÍSTICO. ....	36
3.7.1 Trabajo de campo.....	36
3.7.2 Trabajo de gabinete .....	36

3.8 SELECCIÓN, VALIDACIÓN Y CONFIABILIDAD DE LOS INSTRUMENTOS DE INVESTIGACIÓN.....	36
3.9 ORIENTACIÓN ÉTICA.....	36
<b>CAPITULO IV. RESULTADOS Y DISCUSIÓN</b>	
4.1 DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO DE CAMPO.....	38
4.1.1 Aspectos Generales de la Mina.....	38
4.1.2 Métodos de Explotación.....	59
4.2 PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS.....	74
4.3 PRUEBA DE HIPÓTESIS.....	86
4.3.1 Prueba de la hipótesis general.....	86
4.3.2 Resultados obtenidos referente a la eficiencia de voladura antes y despues de los cambios en las labores.....	87
4.3.3 Validación de la hipótesis especifica.....	92
4.4 DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	96
<b>CONCLUSIONES.</b>	
<b>RECOMENDACIONES</b>	
<b>BIBLIOGRAFIAS</b>	
<b>ANEXOS</b>	

## INDICE DE FIGURAS

Figura N° 1 Muestra del sistema de una emulsión gasificada.....	14
Figura N° 2 Muestra de agente oxidante, con aceites emulsificantes. ....	14
Figura N° 3 Muestra la típica fabricación de una emulsión. ....	15
Figura N° 4 Muestra de energía de mezclas explosivas. ....	19
Figura N° 5 Comparación de velocidad de onda de detonación entre ANFO y mezcla explosiva Quantex (MEQ).....	20
Figura N° 6 Eficiencia de detonación.....	21
Figura N° 7 Comparación trabajo útil MEQ y ANFO pesado. ....	22
Figura N° 8 Comparación de área de influencia. ....	23
Figura N° 9 Composición de mezcla explosiva Quantex.....	24
Figura N° 10 Composición de mezclas explosivas MEQ y HA.....	24
Figura N° 11 Plano de ubicación y localización de mina Andaychagua.....	38
Figura N° 12 Domo de Yauli. ....	43
Figura N° 13 Geología regional de la zona de mina Andaychagua. ....	44
Figura N° 14 Columna estratigráfica.....	48
Figura N° 15 Modelo de mineralización de la veta Andaychagua. ....	49
Figura N° 16 Zonamiento de mineralización. ....	51
Figura N° 17 Modelo de equipo Boomer 281. ....	62
Figura N° 8 Malla de perforación bajo losa (UCF).....	62
Figura N° 19 Distribución de carga explosiva. ....	63
Figura N° 20 Método de explotación corte y relleno descendente (UCF) con perforación tipo frente.....	64
Figura N° 21 Malla de perforación en breasting. ....	67
Figura N° 22 Secuencia de salida de retardos – breasting.....	67

Figura N° 23 Equipo de perforación Simba S7D. ....	71
Figura N° 24 Malla de perforación para taladros largos (SLS). ....	72
Figura N° 25 Cuadro de cantidad de explosivo y secuencia de salida para tajos SLS... ..	72
Figura N° 26 Refugio para operador de telemando. ....	73
Figura N° 27 Método de explotación sub level stoping with long hole drill (SLS). ....	74
Figura N° 28 Equipo UBT. ....	75
Figura N° 29 Sistema de trabajo del equipo UBT. ....	85

### INDICE DE GRAFICOS

Gráfico N° 1 Control de densidad in situ. ....	78
Gráfico N° 2 Densidad Quantex. ....	79
Gráfico N° 3 VOD por densidad variable. ....	79
Gráfico N° 4 Rendimiento del equipo UBT. ....	80
Gráfico N° 5 Evaluación de la VOD en el taladro. ....	81
Gráfico N° 6 Análisis de pronóstico de taladros perforados en labores de Mineral. ....	82
Gráfico N° 7 Análisis de pronóstico de taladros perforados en labores de Desmonte... ..	82
Gráfico N° 8 Optimización de tiempos de perforación y voladura. ....	83
Gráfico N° 9 Rendimiento de avance para barras de 14 pies. ....	87
Gráfico N° 10 Rendimiento de avance para barras de 12 pies. ....	88
Gráfico N° 11 Rendimiento de avance en labores de sección 5.0 x 4.5. ....	88
Gráfico N° 12 Rendimiento de avance en labores de sección 4.0 x 4.2. ....	89
Gráfico N° 13 Rendimiento de avance en labores de sección 12.0 x 5.0. ....	90
Gráfico N° 14 Porcentaje de eficiencia logrado con el uso del Quantex. ....	91
Gráfico N° 15 Factor de avance y factor de carga logrado con el uso del Quantex. ....	92
Gráfico N° 16 Porcentaje de sobrerotura logrado en relación a la densidad usada. ....	96

## INDICE DE TABLAS

Tabla 1 Muestra la composición típica de una emulsión explosiva. ....	15
Tabla 2 Mezcla explosiva comerciales y sus principales componentes. ....	16
Tabla 3 Dimensiones de los oxidantes en los explosivos.....	16
Tabla 4 Criterio para la clasificación de la masa rocosa. ....	54
Tabla 5 Resumen de calidad RMR de la masa rocosa – Mina Andaychagua. ....	55
Tabla 6 Dominios estructurales – Mina Andaychagua.....	56
Tabla 7 Resultados de ensayos con el martillo de Schmidt.....	57
Tabla 8 Personal ejecutor de las actividades .....	74
Tabla 9 Programa mensual de labores.....	76
Tabla 10 Beneficio total aplicando el Quantex. ....	84
Tabla 11 Eficiencia de la voladura antes de los cambios. ....	86
Tabla 12 Eficiencia de la voladura después de los cambios.....	86
Tabla 13 Eficiencia de la voladura antes y después de los cambios .....	87
Tabla 14 Eficiencia de la voladura antes de los cambios. ....	90
Tabla 15 Eficiencia de la voladura después de los cambios.....	91
Tabla 16 Evaluación de la eficiencia: Antes y después de los cambios. ....	91
Tabla 17 Características del Emulnor.....	94
Tabla 18 Características de la emulsión bombeable Quantex Sub.....	94
Tabla 19 Costo de voladura utilizando el Emulnor. ....	95
Tabla 20 Costo de voladura utilizando el Quantex Sub .....	95
Tabla 21 Evaluación de costo: Emulnor vs Quantex Sub. ....	95

## **CAPITULO I. PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN.**

### **1.1 IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA.**

Teniendo en cuenta que la competitividad de los bienes y servicios en el libre mercado cada vez es mayor y las necesidades también son mayores, bajo esta premisa la industria de los explosivos busca satisfacer las demandas de sus clientes con productos de mejor calidad a un menor precio.

Es por ello que, las mezclas explosivas comerciales han modificado su matriz. En el caso de la emulsión matriz se ha modificado, agregando un ingrediente dando como resultado la emulsión bombeable gasificada. Entonces, la emulsión bombeable gasificada debe ser capaz de trabajar bajo cualquier condición en la que se encuentre el macizo rocoso, y fragmentarlo igual o mejor que la emulsión matriz, con cero gases tóxicos y bajos costos en US\$/Tm. fragmentada.

Este trabajo de investigación es para analizar y medir la mejora que representa la aplicación de la mezcla explosiva bombeable gasificarle (EBG) Quantex Sub, y así poder optimizar la perforación y voladura en la zona de profundización en la mina Andaychagua de la Cía. Minera Volcan S.A.A.

Además de ello, evaluar los objetivos del uso de la Mezcla Explosiva Quantex Sub que se propone: Mejorar la zona de profundización en la mina Andaychagua a partir de la eficiencia en la voladura, optimizar los costos operativos, y al final reducir la sobre rotura en las labores de profundización.

## **1.2 DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.**

### **1.2.1 DELIMITACIÓN ESPACIAL.**

Esta investigación se desarrolló en mina Andaychagua de la Cía. Minera Volcan S.A.A., en la zona de profundización.

### **1.2.2 DELIMITACIÓN TEMPORAL.**

El desarrollo de esta propuesta investigativa se llevó a cabo en los meses de abril hasta agosto del año 2018.

### **1.2.3 DELIMITACIÓN CONCEPTUAL.**

La presente investigación tiene una cobertura a nivel de la mina Andaychagua de la Cía. Minera Volcan S.A.A., el cual pretende implementar una nueva tecnología con respecto al explosivo utilizado, esto con el fin de optimizar sus procesos de perforación y voladura, y con ello reducir sus costos operativos.

Académicamente, la investigación se encuentra dentro del área de la Ingeniería de Minas aplicando diferentes conocimientos. Esta información recopilada y procesada servirá de sustento para esta y otras investigaciones similares, ya que enriquece el marco teórico y/o cuerpo de conocimientos que existe sobre el tema en mención.

## **1.3 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.**

Compañía Minera Volcan U.P. Andaychagua, considerada como gran minería, es de ardua competencia dentro de una industria minera que cada vez se tecnifica a medida que transcurren los años y que está comprometida a obtener mejores resultados en el minado y así poder competir tanto a nivel Nacional e Internacional.

Es así que actualmente viene usando la Emulsión encartuchada “Emulnor” en el carguío, obteniendo buenos resultados, ahora necesita innovar su proceso e implementar el



carguío mecanizado usando Emulsión Granel para lo cual se le propone usar la emulsión bombeable gasificada (EBG) “Quantex Sub” en el carguío de frentes, UCF, Taladros Largos (negativos).

### **1.3.1 PROBLEMA GENERAL.**

- a) ¿En qué medida el proceso de perforación y voladura, aplicando la emulsión bombeable gasificada (EBG) Quantex Sub, permite mejorar los avances lineales programados en la zona de profundización de la mina Andaychagua de la Cía. Minera Volcan S.A.A.?

### **1.3.2 PROBLEMAS ESPECÍFICOS.**

- a) ¿En qué medida la mejora aplicada permite la optimización en los costos operativos en la zona de profundización de la mina Andaychagua de la Cía. Minera Volcan S.A.A.?
- b) ¿En qué medida el uso de la emulsión gasificada Quantex sub permite disminuir la sobre rotura a menos de 7% en los avances lineales programados en la zona de profundización de la mina Andaychagua de la Cía. Minera Volcan S.A.A.?

## **1.4 FORMULACIÓN DE OBJETIVOS.**

### **1.4.1 OBJETIVO GENERAL.**

- a) Evaluar el proceso de perforación y voladura, aplicando la emulsión bombeable gasificada (EBG) Quantex Sub en las labores de profundización para lograr alcanzar los avances lineales programados mensualmente por la mina Andaychagua de la Cía. Minera Volcan S.A.A.

### **1.4.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS.**

- a) Describir la mejora de técnicas de perforación y voladura; para alcanzar optimizar los costos operativos en la zona de profundización de la mina Andaychagua de la Cía. Minera Volcan S.A.A.
- b) Describir el uso de la emulsión gasificada Quantex sub en el proceso de perforación y voladura; para lograr disminuir la sobre rotura a menos de 7% en los avances lineales programados en la zona de profundización de la mina Andaychagua de la Cía. Minera Volcan S.A.A.

### **1.5 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.**

En la actualidad, frente al reto de la baja de precios de los metales, mina Andaychagua, está buscando las formas de minimizar costos operativos y maximizar la producción en la extracción de minerales. En este sentido, actualmente en el área de perforación y voladura se viene realizando pruebas utilizando una Mezcla Explosiva Quantex Sub, que tiene como principal característica un mayor poder energético que la emulsión encartuchada y a primera vista está dando buenos resultados en el objetivo de minimizar costo en voladura.

Este trabajo de investigación es para analizar y medir la influencia de los resultados en los procesos de perforación y voladura, al hacer uso de esta nueva tecnología de emulsión gasificada.

Así mismo el ingreso de esta nueva tecnología a la operación unitaria de voladura puede ser una estrategia para la reducción de costos, aprovechado las propiedades del explosivo y modificando las mallas de perforación y voladura, lo cual ocasionara la disminución del factor de carga, y con ello los costos totales reflejados en el indicador dólares por tonelada fragmentada.

## **1.6 LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN.**

Una de las limitaciones que presentó la investigación, fue la poca información disponible sobre la tecnología Quantex, ya que la empresa EXSA creadora de esta tecnología la mantiene como confidencial.

Otra limitación fue el trabajar en base a la data proporcionados por la empresa, mas no a los resultados de la ejecución directa de cada voladura.

## CAPITULO II. MARCO TEÓRICO.

### 2.1 ANTECEDENTES DE ESTUDIO.

Desde que la Compañía Minera Volcan inició sus operaciones mineras en 1943 y transcurridos más de 70 años de su fundación, la historia de Compañía Minera Volcan continúa escribiéndose. Actualmente los trabajos se vienen innovando con la finalidad de mejorar la productividad y reducir los costos de operación y a la vez maximizar los índices de seguridad, garantizado de este modo, la obtención de las metas planteadas.

Habiendo realizado una revisión de la literatura sobre el uso de agentes de voladura para minería subterránea, encontramos la existencia de abundante información sobre este tema, los mismos que son aplicados de acuerdo a la realidad de las minas, tanto nacionales como internacionales, los mismos que nos servirán para el presente estudio; como son:

1. **TITULO DEL TRABAJO:** "Uso de emulsión gasificarle para reducir costos de perforación – voladura en minería superficial y subterránea".

**AUTOR:** Ramiro Gerónimo Guerra Sanabria

**INSTITUCION:** Universidad Nacional De Ingeniería

**FACULTAD:** Ingeniería De Minas

Donde se concluye con lo siguiente: Utilizando la emulsión gasificarle, se obtiene una mejor fragmentación respecto a la obtenida con el explosivo estándar ANFO Pesado. En minería subterránea, se puede obtener un ahorro anual considerable, solo por reemplazo de explosivo. Se registra un ahorro de 0.1041 US\$/TM para mineral, y 0.0228US\$/TM para desmonte.

Otra gran ventaja es respecto a la seguridad y el cuidado del ambiente; algunos técnicos consideran que la emulsión gasificada debe ser en un corto tiempo, el explosivo estándar en minería superficial.

- 2. TITULO DEL TRABAJO:** “Emulsión gasificada: un explosivo eficiente para reducir los costos de voladura a tajo abierto”

**AUTOR:** Romel Villanueva Lujan

**EMPRESA:** EXSA S.A.

Donde se concluye, los costos de voladura se han reducido en un 18%, lo cual está relacionado directamente con la reducción del factor de potencia y el precio de venta de la emulsión. En cuanto a la fragmentación, usando emulsión gasificada se tiene una granulometría igual o mejor que con el tradicional ANFO pesado. Es una alternativa más segura, por eliminar el nitrato de amonio y el combustible diésel, se elimina también los riesgos de inflamabilidad en los almacenes.

- 3. TITULO DEL TRABAJO:** “Reducción costos por tonelada con el uso de emulsión gasificada (San-G) en minería a tajo abierto”

**AUTOR:** Nelson Anchayhua Serna

**INSTITUCION:** Pontificia Universidad Católica Del Perú

Dentro de sus conclusiones menciona; que se producirá una reducción de costos globales de minado de manera importante, al reemplazar la mezcla ANFO de nitrato de amonio y petróleo por un producto de algo mayor costo inicial pero cuyo consumo es notablemente menor y sobre todo aporta beneficios a las demás operaciones, (perforación, carguío y acarreo).

## **2.2 BASES TEORÍCAS - CIENTÍFICAS.**

### **2.2.1 TRITURACIÓN DE LA ROCA**

En los primeros instantes de la detonación, la presión en el frente de la onda de choque se expande de forma cilíndrica, alcanzando valores que superan ampliamente la resistencia dinámica a la compresión de la roca provocando la destrucción de su estructura inter-cristalina e inter-granular, esto favorece a un fracturamiento de la roca en los procesos de carguío y acarreo del material.

### **2.2.2 AGRIETAMIENTO RADIAL**

Durante la propagación de la onda de choque, la roca circundante al barreno es sometida a una intensa compresión radial que induce componentes de tracción en los planos tangenciales del frente de dicha onda. Cuando las tensiones superan la resistencia dinámica a tracción de la roca se inicia la formación de una densa zona de grietas radiales alrededor de la zona triturada que rodea al barreno.

### **2.2.3 REFLEXIÓN DE LA ONDA DE CHOQUE**

Cuando la onda de choque alcanza una superficie libre se generan dos ondas, una de tracción y otra de cizallamiento. Esto sucederá cuando las grietas radiales no se hayan propagado más que una distancia equivalente a un tercio de la que existe desde la carga a esa superficie libre.

### **2.2.4 EXTENSIÓN Y APERTURA DE LAS GRIETAS RADIALES**

Después del paso de la onda de choque, la presión de los gases provoca un campo de tensiones cuasi-estático alrededor del barreno. Durante o después de la formación de las grietas radiales los gases comienzan a expandirse y penetrar en las fracturas.

### **2.2.5 FRACTURACIÓN POR LIBERACIÓN DE CARGA**

Antes de que la onda de choque alcance el frente libre efectivo, la energía total transferida a la roca por la compresión inicial varía entre el 60% y el 70% de la energía de la voladura. Después del paso de la onda de compresión, se produce un estado de equilibrio cuasi-estático seguido de una caída súbita de presión en el barreno, debida al escape de los gases a través del retacado, de las fracturas radiales y al desplazamiento de la roca. La energía de tensión almacenada se libera muy rápidamente, generándose sollicitaciones de tracción y cizallamiento que provocan la rotura del macizo.

### **2.2.6 ROTURA POR FLEXIÓN**

Durante y después de los mecanismos de agrietamiento radial y descostramiento: la presión ejercida por los gases de explosión sobre el material situado frente a la columna de explosivo hace que la roca actúe como una viga doblemente empotrada en el fondo del barreno y en la zona del retacado, produciéndose la deformación y el agrietamiento de la misma por los fenómenos de flexión.

### **2.2.7 ROTURA POR COLISIÓN**

Los fragmentos de roca creados por los mecanismos anteriores y acelerados por los gases son proyectados hacia la superficie libre, colisionando entre sí y dando lugar a una fragmentación adicional.

Una vez iniciado el explosivo, la onda de choque transporta la energía necesaria para activar las moléculas de la masa del explosivo alrededor del foco inicial, provocando así una reacción en cadena. A la vez que se produce esta onda, la masa de explosivo que ha reaccionado produce una gran cantidad de gases a una elevada temperatura. La presión secundaria actúa sobre el resto de la masa sin

detonar y su efecto se suma al de la onda de presión primaria, pasando de un proceso de deflagración a otro de detonación.

### **2.2.8 ENERGÍA DE EXPLOSIVOS.**

El proceso de detonación rompe la roca a través de dos energías liberadas en dos sub-procesos distintos. La energía contenida en los explosivos se divide en energía de tensión y de burbuja en cierta proporción, de acuerdo a sus características propias del explosivo.

### **2.2.9 ENERGÍA DE TENSIÓN (ET).**

Desarrollado por el fuerte impacto debido a la onda de choque, durante un corto espacio de tiempo. Es el principal responsable de la trituración y creación de micro-fracturas en la roca. Está directamente relacionada a la velocidad de detonación y a la densidad del explosivo.

### **2.2.10 ENERGÍA DE BURBUJA O GAS (EB).**

Desarrollada por la alta presión y temperatura de los gases producidos detrás de la zona de reacción. Es la que origina el quebramiento de la roca por la acción expansiva de los gases. Se considera que el mayor porcentaje de la rotura de la roca es producida por la energía de gas o de burbuja.

### **2.2.11 PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS.**

Los explosivos poseen propiedades que los definen y clasifican de acuerdo a su potencia, energía, resistencia al agua, etc. Dentro de las propiedades más importantes tenemos: la potencia y energía del explosivo, la velocidad de detonación, el diámetro crítico, la densidad y la presión de detonación y se considera también la resistencia que el explosivo tiene frente a la presencia de agua en las zonas de carguío.



### **2.2.12 POTENCIA Y ENERGÍA**

La potencia es una de las propiedades más importantes, ya que define la energía disponible para producir efectos mecánicos. La potencia de un explosivo se suele expresar como Potencia Relativa por Peso (Relative Weight Strength-RWS) y Potencia Relativa por Volumen (Relative Bulk Strength - RBS).

### **2.2.13 VELOCIDAD DE DETONACIÓN.**

Es la velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través del explosivo y, por lo tanto, es el parámetro que define el ritmo de liberación de energía. Los factores que afectan a la velocidad de onda de detonación (VOD) son: la densidad de la carga, el diámetro, el confinamiento y la iniciación. A una mayor densidad, se obtiene una mayor VOD y un mayor poder rompedor. Se suele usar en rocas duras explosivos con altas velocidades de detonación.

### **2.2.14 DIÁMETRO CRÍTICO.**

Las cargas de explosivo con forma cilíndrica tienen un diámetro por debajo del cual la onda de detonación no se propaga o si lo hace es con una velocidad muy por debajo a la de régimen. A dicha dimensión se la denomina diámetro crítico.

### **2.2.15 DENSIDAD.**

La densidad de la mayoría de los explosivos varía entre 0,8 y 1,6 g/cm<sup>3</sup>. A una mayor densidad, existe un efecto rompedor más intenso ya que proporciona una mayor energía a una misma longitud de carga, ya que la velocidad de detonación es directamente proporcional a esta propiedad del explosivo.

### **2.2.16 PRESIÓN DE DETONACIÓN.**

La presión de detonación de un explosivo está función de la densidad y del cuadrado de la velocidad de detonación. Está relacionada al poder rompedor para roca intacta y competente.

### **2.2.17 VARIABLES EN EL PROCESO DE FRACTURAMIENTO DE ROCAS.**

La mayoría de los investigadores están de acuerdo en que los factores determinantes en los resultados de un disparo primario entre otros son los siguientes:

- Las variables no controlables, que están relacionadas a condiciones del terreno donde se realizara la voladura.
- Las variables controlables, que están relacionadas a los parámetros de diseño de perforación y de voladura.

#### ***2.2.17.1 Las variables no controlables.***

- Resistencia compresiva
- Resistencia tensional
- La hidrología y las condiciones climáticas
- La geología local, regional y estructural
- Las fallas, contactos, discontinuidades, las caracterizaciones geomecánicas (RQD, RMR, Q de Barton, RMI, etc.)
- Las constantes elásticas del macizo rocoso: Relación de Poisson, el módulo de elasticidad de Young, el módulo de rigidez, los índices de volabilidad, etc.

#### ***2.2.17.2 Variables controlables.***

- Variables geométricas: Entre ellas se tienen burden, diámetro de taladro, espaciamiento, longitud de carga, sobre perforación, taco, altura de banco, profundidad de taladro, etc.
- Variables físico-químicas: Tipo de mezcla explosiva, densidad de la mezcla explosiva, parámetros del explosivo: detonación: velocidad de onda de detonación, presión de detonación, etc. parámetros de explosión, boosting.
- Variables de tiempo: Tipos y tiempos de retardo, tipos y secuencia de salida, etc.

- Variables operativas: Fragmentación requerida.

#### **2.2.18 DESARROLLO HISTÓRICO DE LAS EMULSIONES EXPLOSIVAS.**

Las emulsiones explosivas tienen su inicio en 1961 cuando R. Egly y A. Nektar de la Comercial Solvents Corporation llevaron una aplicación de una patente americana para formular y fabricar un agente de voladura compuesto de una mezcla y un agente oxidante sólido tal como el nitrato de amonio ( $\text{NO}_3\text{NH}_4$ ).

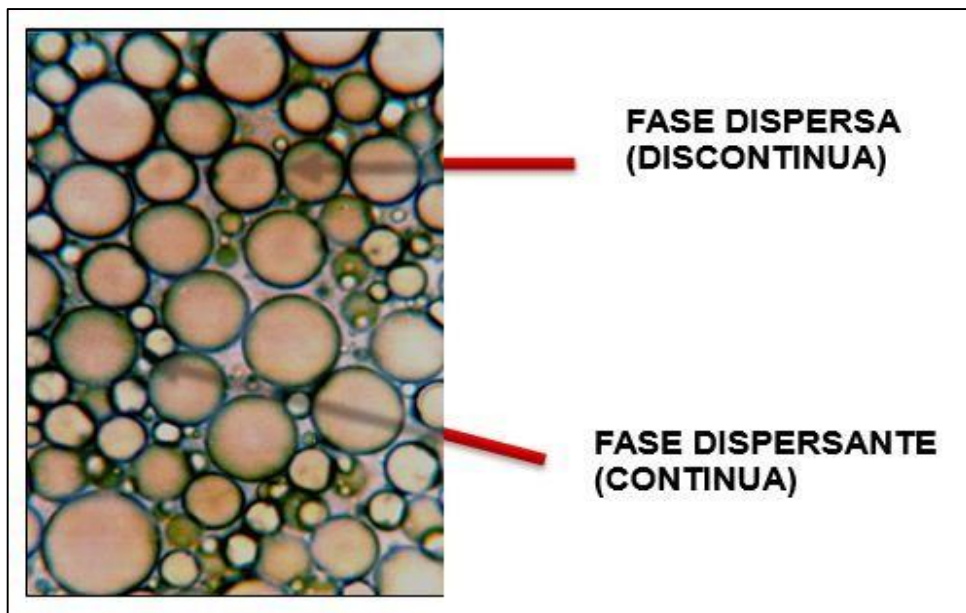
La patente fue concebida en 1964. En 1960 y a comienzos de 1970 siguieron desarrollos subsiguientes hasta obtener las emulsiones encartuchadas para diámetros pequeños.

Se debe mencionar que el Dr. Melvin Cook, de Utah University para inventar las emulsiones trató de superar las desventajas del ANFO a estas nuevas mezclas explosivas las llamó: “explosivos con mezcla pastosa”, que realmente era una mezcla de nitrato de amonio a base de agua. Lo que resultó un explosivo impermeable de alta densidad especialmente adecuado para fragmentar rocas muy competentes y húmedas. Las que se encuentran especialmente en los minerales de hierro y cobre, etc.

#### **2.2.19 DEFINICIONES DE UNA EMULSIÓN EXPLOSIVA**

Una emulsión explosiva es definida como una mezcla íntima de dos líquidos que no se pueden disolver uno en el otro.

Figura N° 1 Muestra del sistema de una emulsión gasificada.

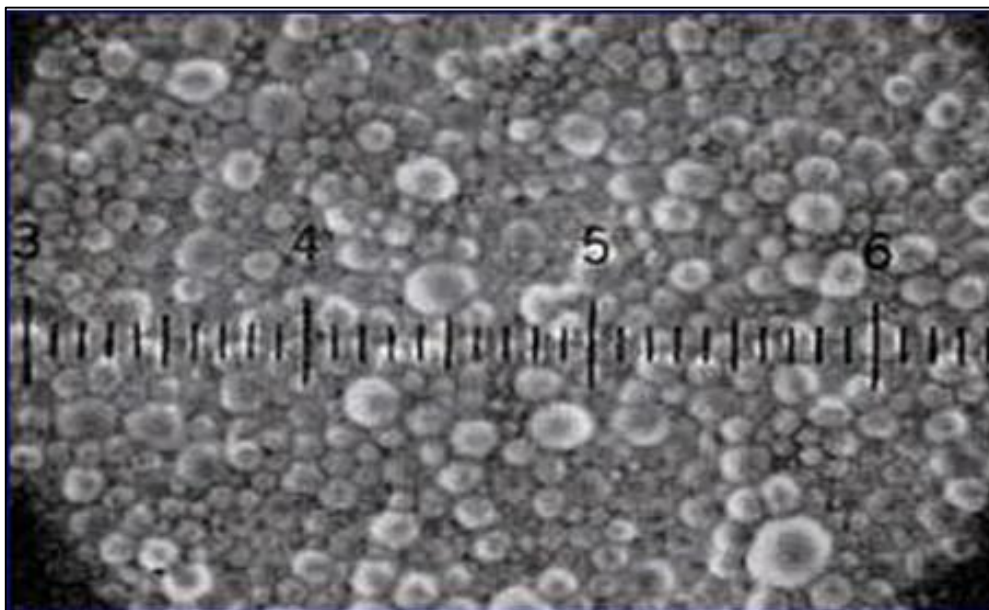


Fuente: International Society of Explosives Engineers (ISEE)

Expresado en términos más científicos una emulsión se puede definir como un sistema compuesto de dos fases en las cuales en la fase interna o dispersada es distribuida en una fase externa o continua.

Otra definición de una emulsión explosiva es como sigue: “Una emulsión explosiva consiste de unas gotas de una solución oxidante suspendida en una fase continua de aceite”.

Figura N° 2 Muestra de agente oxidante, con aceites emulsificantes.



Fuente: International Society of Explosives Engineers (ISEE)

El tamaño de las gotas de la solución oxidante está en el orden de magnitud de un tamaño menor al tamaño de los prills de nitrato de amonio (micrones vs mm). Una composición típica de una emulsión explosiva se muestra en la siguiente tabla.

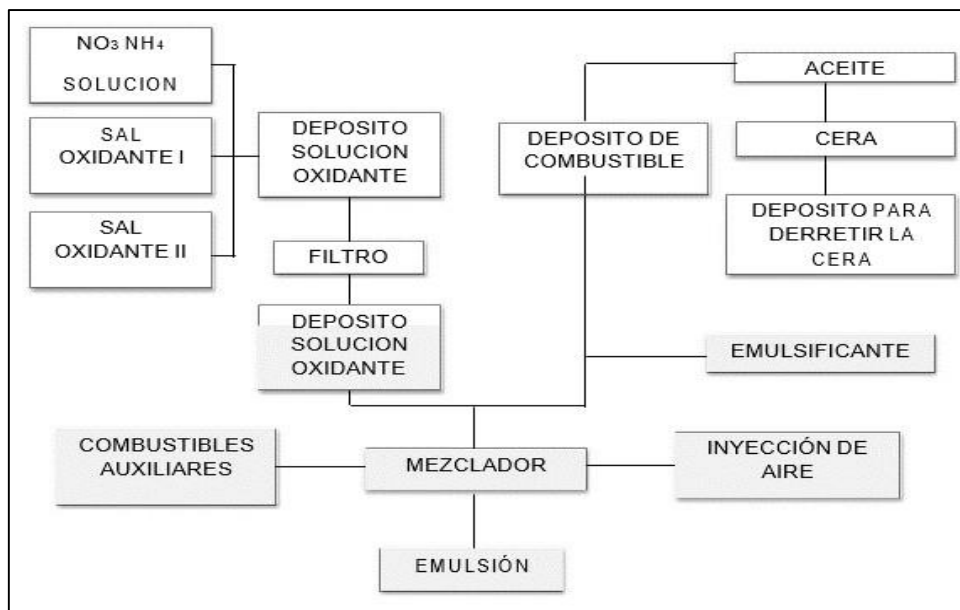
Tabla 1 Muestra la composición típica de una emulsión explosiva.

Fase discontinua	Porcentaje (%)
Agua	10 – 22
Sales inorgánicas	65 – 85
Vacíos	1 – 2
Fase continua	Porcentaje (%)
Combustible	3.5 – 8
Emulsificante	0.8 – 1.2

Fuente: International Society of Explosives Engineers (ISEE)

En el siguiente diagrama conceptual se muestra la metodología usada para fabricar una emulsión explosiva:

Figura N° 3 Muestra la típica fabricación de una emulsión.



Fuente: International Society of Explosives Engineers (ISEE)

Las emulsiones explosivas son del tipo denominado “agua en aceite” en las que la fase acuosa está compuesta por sales inorgánicas oxidantes disueltas en agua y la fase aceitosa por un combustible líquido inmiscible en el agua del tipo hidrocarbonado. El desarrollo de las emulsiones ha sido acompañado con una reducción progresiva del tamaño de las partículas pasando desde los sólidos las soluciones salinas con sólidos y por último a las micro- gotas de una emulsión.

*Tabla 2 Mezcla explosiva comerciales y sus principales componentes.*

EXPLOSIVO	TAMAÑO (mm)	ESTADO	VELOCIDAD DE DETONACION (km/s)
ANFO	2	Sólido	3,2
DINAMITA	0,2	Sólido	4.0
HIDROGEL	0,2	Sólido/Líquido	3,3
EMULSION	0,001	Líquido	5,0 – 6,0

*Tabla 3 Dimensiones de los oxidantes en los explosivos*

Explosivo	Oxidante	Combustible	Sensibilizante
DINAMITAS	SOLIDO Nitratos	SOLIDO Materiales absorbentes (sensibilizantes)	LIQUIDO Nitroglicerina Gasificantes
ANFOS	SOLIDO Nitratos	LIQUIDO Aceites	Poros
HIDROGELES	SOLIDO/LIQUIDO Nitratos Soluciones salinas	SOLIDO/LIQUIDO aluminio Sensibilizante	SOLIDO/LIQUIDO THT Aluminio en polvo Gasificantes
EMULSIONES	LIQUIDO Soluciones salinas	LIQUIDO Aceites / parafinas	Gasificantes

Se comprende así, que la dificultad de fabricación de las emulsiones se encuentra en la fase aceitosa, por el imperativo balance final de oxígeno, el 6% en peso de la emulsión, que es el aceite, debe englobar al 94% restante que se encuentra en forma de microgotas.

En la tabla anterior las velocidades de detonación de cada uno de los explosivos, que corresponden a un diámetro dado, reflejan la fuerte dependencia de la eficiencia de la reacción con el tamaño de las partículas.

La estructura de las emulsiones se observa en las fotografías adjuntas, donde las microgotas de solución saturada (oxidante) adoptan una forma poliédrica y no de esferas, con una fase continua de aceite que las envuelve. En la siguiente figura se muestra el tamaño de las micro gotas comparado con el de un prill de nitrato de amonio es 100 veces más pequeño.

Para conseguir una sensibilización adecuada de los explosivos cuando estos no contienen sensibilizantes químicos, sólidos o líquidos, se precisa un mecanismo físico como el de las burbujas de gas, que al ser comprimidas adiabáticamente producen el fenómeno de “puntos calientes” que favorecen tanto la iniciación como la propagación de la detonación.

Los agentes gasificantes que se utilizan están constituidos por poliestireno expandido o micro-esferas de vidrio.

En lo referente a los tipos de emulsión, bajo ese término quedan englobados productos de diferentes propiedades relacionadas con las características de la fase continua y su efecto sobre viscosidad y consistencia.

Según el tipo de combustible, gas-oil, parafinas, gomas, etc., las características reológicas de las emulsiones son distintas, así como sus aplicaciones y métodos de empleo. También, el tipo de agente emulsificante que se utilice para reducir la tensión superficial entre los dos líquidos inmiscibles y permitir la formación de la emulsión, puede ayudar a evitar los problemas de coagulación en grandes gotas de la solución de nitrato de amonio, así como el fenómeno de cristalización de las sales.

Otro aspecto a tener en cuenta es el enfriamiento del producto desde el momento de su fabricación, que se realiza a unas temperaturas próximas de 80°C, hasta el instante de su uso.

#### **2.2.20 TRABAJO ÚTIL DEL EXPLOSIVO.**

Los ingenieros de voladura convergen en tres criterios principales al momento de evaluar el desempeño de los explosivos para fragmentar la roca: la energía absoluta como una medida de la energía disponible en la masa, la velocidad de detonación (VOD) y resistencia al agua.

Las distintas mezclas de ANFO pesado (AP) tienen un amplio rango de energía absoluta (AWS); desde 620 cal/g del AP 70/30 hasta 910 cal/g del ANFO. Sin embargo, las mezclas con menos energía como el AP 50/50 (804 cal/g) puede tener una mayor VOD que el ANFO. Es decir, para las mezclas de AP, la VOD tiene una relación inversa y no lineal con la energía. Por otro lado, las mezclas basadas en emulsión sensitivizada (más del 50% de la mezcla es emulsión) tienen menos AWS que las mezclas de AP, y sin embargo sus velocidades de detonación tienen un orden muy superior (hasta 6000 m/s) y su resistencia al agua es inherente. Como se verá más adelante, los altos valores de VOD de las emulsiones están relacionados a la sensibilidad y homogeneidad de la sustancia, a través de la cual pasa la onda de choque con pocos obstáculos.

#### **2.2.21 ENERGÍA ABSOLUTA DE LAS MEZCLAS EXPLOSIVAS**

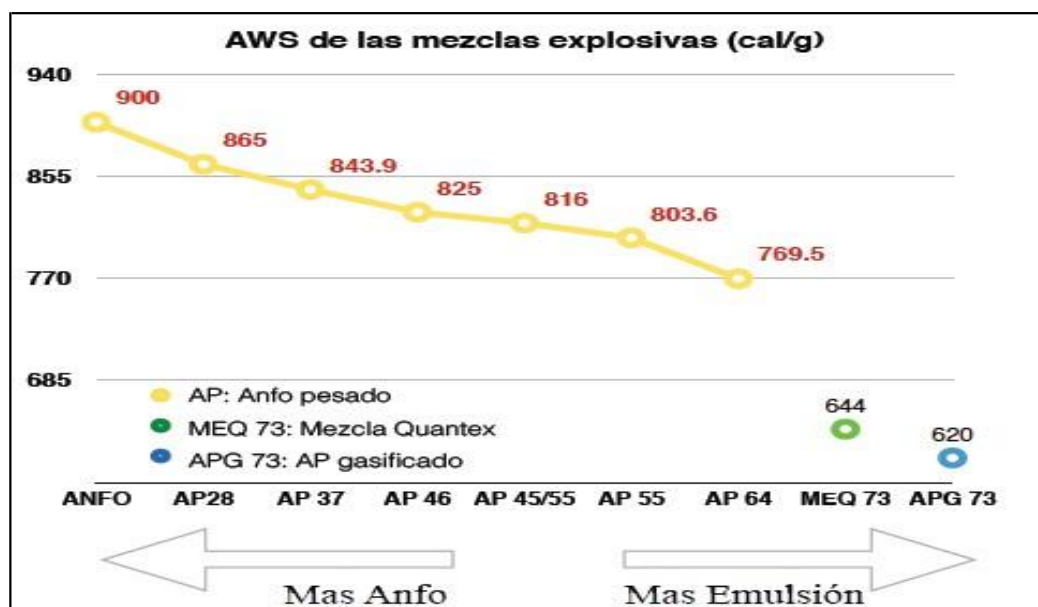
La energía absoluta AWS, depende de la naturaleza química de las sustancias que componen la mezcla explosiva. Se calcula a partir de la ecuación de reacción y de las entalpías de descomposición y formación de cada sustancia.



Aunque para el ANFO el cálculo puede hacerse a mano, existe software comercial para calcular la energía absoluta de los explosivos más complejos. La AWS puede verse como la energía disponible por unidad de masa.

Las mezclas de ANFO pesado, basadas en nitrato poroso, tienen mayor energía y que las mezclas con mayor proporción de emulsión tienen menor AWS. Tradicionalmente, se ha usado el valor de la energía en diversos cálculos de diseño de voladura.

Figura N° 4 Muestra de energía de mezclas explosivas.



Fuente: EXSA S.A. SIVE

## 2.2.22 ANÁLISIS DE VELOCIDAD DE DETONACIÓN EN MEZCLAS EXPLOSIVAS.

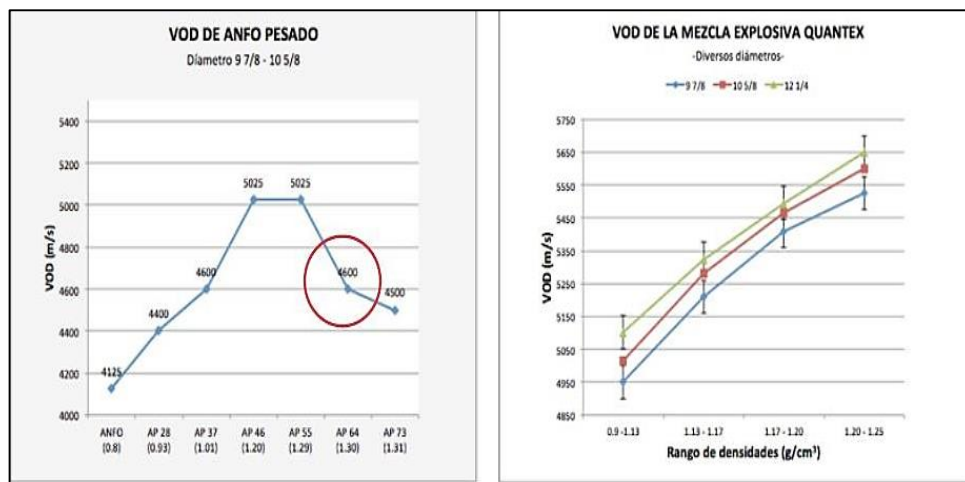
Para distintas mezclas de ANFO pesado, a medida que aumenta la proporción de emulsión y disminuye la de ANFO, se reduce la sensibilidad de la mezcla. Esto debido a que el nitrato de amonio poroso aporta con sensibilidad y formación de hot spots. Por tal razón, las mezclas de ANFO pesado con más del 50% de emulsión tienen dificultad para detonar y no desarrollan mayor VOD a lo largo de la columna explosiva. Sin embargo, las mezclas que tienen más emulsión

(basadas en emulsión) se pueden sensitivizar por otros métodos como: químicamente por gasificación o físicamente con microesferas.

Se ha comprobado que mientras la mezcla no pierda su sensibilidad, puede aumentarse su densidad para tener una correspondiente mayor velocidad de onda de detonación. Esto es posible hasta cierto punto, ya que las burbujas de sensibilidad química son fuertemente afectadas por la compresión del propio peso de la columna explosiva, y de esta manera se puede perder sensibilidad.

Las gráficas siguientes muestran la tendencia de aumento de la VOD con la densidad, para el ANFO pesado alcanza un máximo y luego decrece. Pero para las mezclas basadas en emulsión, se puede observar una relación cuasi lineal mientras se mantenga la sensibilidad.

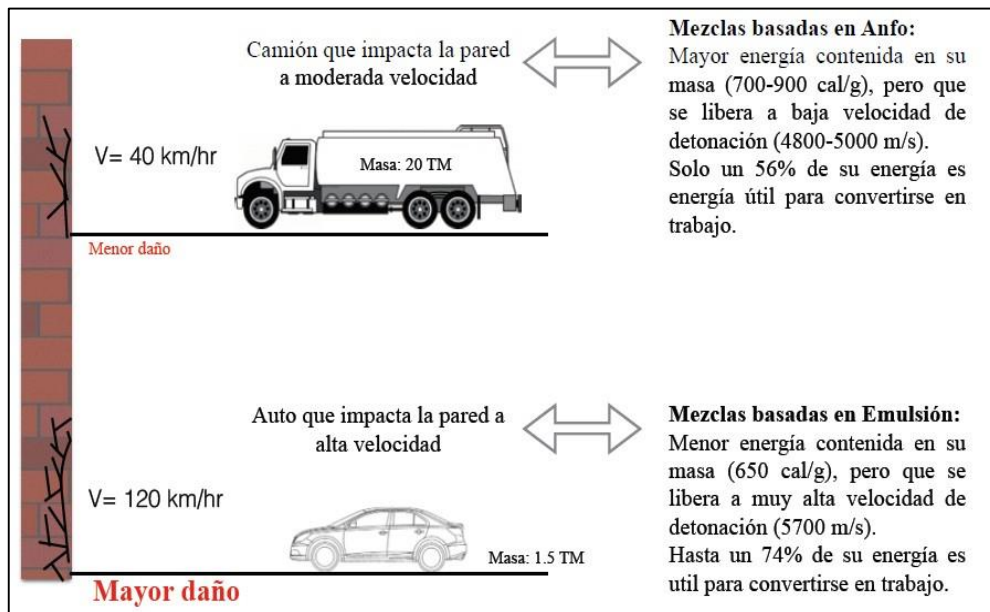
Figura N° 5 Comparación de velocidad de onda de detonación entre ANFO y mezcla explosiva Quantex (MEQ).



Fuente: EXSA S.A. SIVE

La eficiencia de la detonación, podemos abstraer la idea de velocidad de detonación, como una medida de la rapidez con la cual se libera la energía contenida en la masa para perturbar el medio rocoso. Y los explosivos que tienen mayor VOD, aunque tengan menos energía contenida, tendrán mayor eficiencia.

Figura N° 6 Eficiencia de detonación.



Fuente: EXSA S.A. SIVE

### 2.2.23 TRABAJO ÚTIL PARA FRAGMENTAR Y MOVER LA ROCA

Convertir la energía química potencial del explosivo en trabajo útil en condiciones de confinamiento de la carga, depende del tipo de explosivo, de la eficiencia de la reacción química entre oxidantes y combustibles y del balance de oxígeno. Las formulaciones de explosivos más ideales, como es el caso de las emulsiones, convierten un gran porcentaje de su energía química en altas presiones sobre la roca, en comparación con las formulaciones menos ideales basadas en ANFO, por lo tanto, podemos asociar esta eficiencia de conversión con el trabajo útil para fragmentar la roca. Un método usual para examinar el trabajo útil de un explosivo dado, es la prueba de expansión de cilindro, donde se determina el campo de energías de Guney, que representan muy bien la propagación de energía al medio circundante; lo cual es imposible ver en las condiciones de detonación de un taladro. Muchos investigadores consideran que este es el mejor método para estimar la energía y trabajo útil que se despliega sobre la roca.

Usando la prueba de expansión del cilindro, en los resultados de las pruebas se pudo ver, que la energía de Gurney para las mezclas de ANFO pesado varían entre 40-56% y para las emulsiones gasificadas varía entre 46-74%.

La conversión de la energía química (AWS) en trabajo útil de las emulsiones a granel, tienen una fuerte dependencia de la densidad de la misma. Luego, esta teoría fue ampliada para mezclas, y se pudo estimar los ratios de Gurney para cada proporción.

*Figura N° 7 Comparación trabajo útil MEQ y ANFO pesado.*

	<b>AP 40/60</b>	<b>MEQ 73</b>	
Velocidad de detonación	5.5	5.6	Km/s
Densidad del explosivo justo antes de la detonación	1.25	1.17	g/cm <sup>3</sup>
Presión de detonación.	10.8	8.7	GPa
Energía de choque útil	2.7	3.5	MJ/Kg

Fuente: Nyberg (2003)

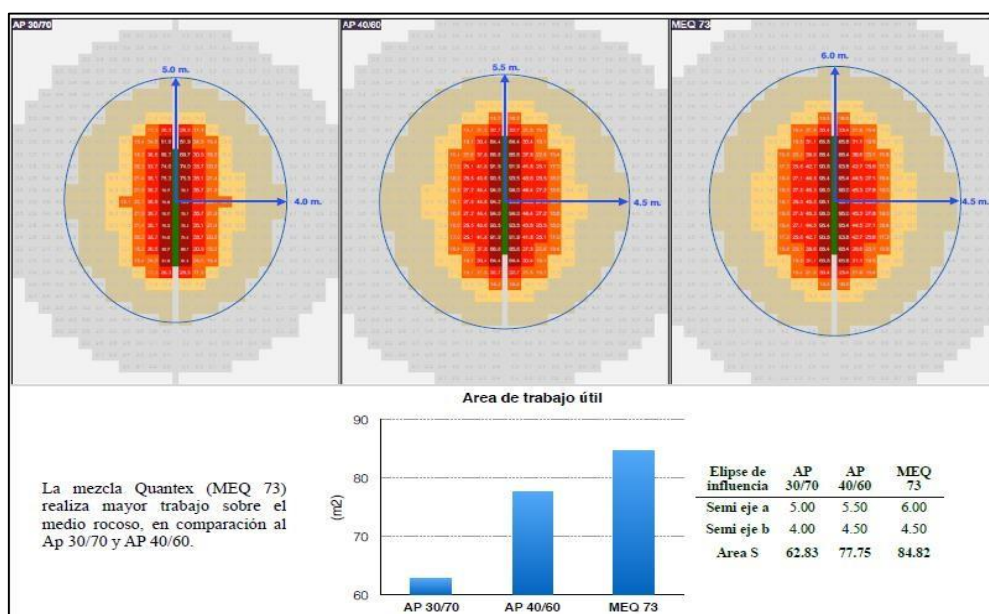
#### **2.2.24 ANÁLISIS COMPARATIVO ENTRE EL TRABAJO ÚTIL**

Las mezclas basadas en emulsión sensitivizada (como la mezcla Quantex) tienen mayor energía útil contenida. Solo nos queda demostrar, que aplicando el concepto de eficiencia podemos predecir el trabajo útil sobre el medio rocoso.

Para esto, se debe introducir otra idea, la de “distancia de perturbación o influencia” (algo similar a los halos de energía en otros modelos). El modelo que usamos aquí calcula y gráfica una elipse de perturbación, en torno a la columna explosiva, y vemos que las elipses son diferentes para todos los explosivos que se

han simulado. Por lo tanto, podemos usar el área de la elipse como una medida del alcance de la perturbación y también podemos usar los niveles de vibración calculados (VPP) como una medida de intensidad de perturbación. Además, podemos establecer un “criterio de umbral”. Así, si las partículas de roca vibran por encima de 5 000 mm/s se tendrá creación de nuevas fracturas. Por lo tanto, podemos trazar una elipse en torno a este valor y al área interna de la elipse la llamaremos “área de trabajo útil”, que es lo finalmente de comparar para cada mezcla.

Figura N° 8 Comparación de área de influencia.



Fuente: Resultados de Trabajo Útil MEQ –EXSA S.A.

### 2.2.25 MEZCLA EXPLOSIVA QUANTEX SUB (MEQ).

Es la mezcla de nitrato de amonio Quantex (de alta densidad) con emulsión gasificarle, que luego se sensitiviza con burbujas de nitrógeno, por reacción química con una solución de nitrito de sodio.

Figura N° 9 Composición de mezcla explosiva Quantex.

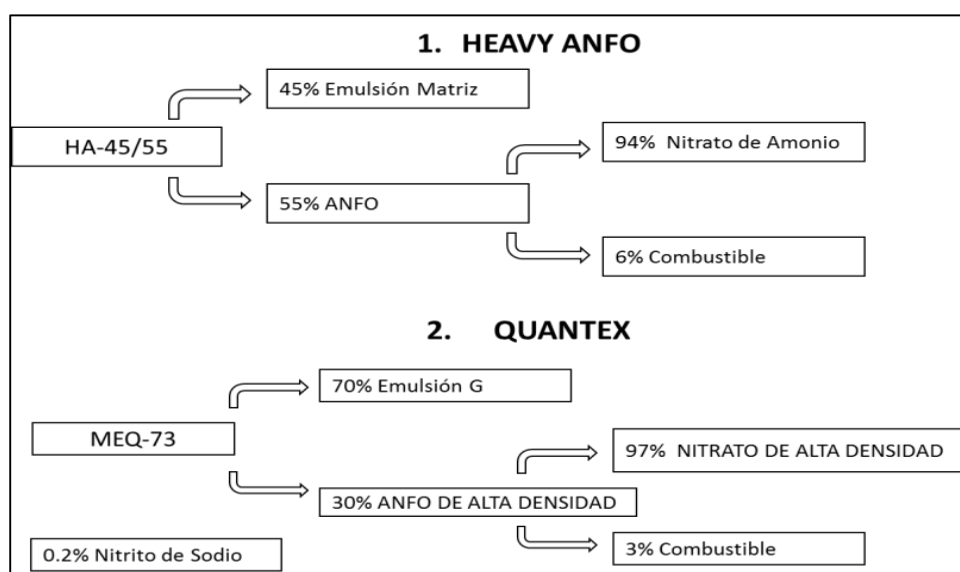


Fuente: Resultados de Trabajo Útil MEQ –EXSA S.A.

## 2.2.26 COMPARACIÓN DE COMPOSICIÓN DE MEZCLAS EXPLOSIVAS

En mina Andaychagua se viene realizando pruebas con una Mezcla Explosiva Gasificable (MEG 73) que es un explosivo sensibilizado que se compone de Emulsión (70%) químicamente gasificado con una solución de Nitrito de sodio y potenciado con un nitrato de alta densidad (30%).

Figura N° 10 Composición de mezclas explosivas MEQ y HA.



Fuente: Resultados de Trabajo Útil MEQ –EXSA

### **2.2.27 BENEFICIOS DEL QUANTEX SUB.**

- Permite reducción los costos en voladura.
- Utiliza un nitrato de alta densidad (hasta 8% más barato que el de baja densidad).
- Amplio rango de densidades, que conlleva a una variabilidad de energía.
- Ofrece mejores resultados en fragmentación de rocas.

### **2.2.28 PROCESO DE GASIFICACIÓN DE MEZCLA EXPLOSIVA**

La gasificación se genera por la reacción química de la emulsión y el nitrito de sodio esto produce la formación de burbujas de nitrógeno, los que son responsables de la sensibilidad del explosivo.

### **2.2.29 CARGUÍO DE TALADROS**

- **Carguío son sistema bombeable:** Ante la presencia de agua en el taladro, el carguío es desde el fondo del hoyo para desplazar el agua del y asegurar la carga continua, a una velocidad de 300 kg/min.
- **Carguío con sistema vaciable:** Este método ofrece menor tiempo de carguío (700kg/min) y el ciclo operativo.

## **2.3 DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS**

### **Explosivos:**

Son compuestos químicos susceptibles de descomposición muy rápida que generan instantáneamente gran volumen de gases a altas temperaturas y presión ocasionando efectos destructivos.

### **Fulminante común:**

Es una cápsula cilíndrica de aluminio cerrada en un extremo, en cuyo interior lleva una determinada cantidad de explosivo primario muy sensible a la chispa de la mecha de seguridad y otro, secundario, de alto poder explosivo.

**Voladura de rocas:**

La voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento.

El primero se refiere al tamaño de los fragmentos producidos, a su distribución y porcentajes por tamaños, mientras que el segundo se refiere al movimiento de la masa de roca triturada.

**Voladura controlada:**

El objetivo de la voladura controlada es evitar el rompimiento de la roca fuera de límites previamente establecidos, es decir evitar la sobre rotura (overbreak).

Es un método especial que permite obtener superficies de corte lisas y bien definidas, al mismo tiempo que evita el agrietamiento excesivo de la roca remanente, con lo que contribuye a mejorar su estabilidad, aspecto muy importante en trabajos subterráneos de orden permanente, para prevención de desplome de techos y otros riesgos, y en superficie para la estabilidad de taludes en cortes de laderas.

Consiste en distribuir linealmente la carga explosiva de baja energía y ubicarlos en taladros muy cercanos entre sí, posteriormente se disparan simultáneamente al final de la secuencia de la voladura.

**Emulsiones:**



Son explosivos introducidos en los años 70's. Son el resultado de emulsionar substancias inmiscibles, como nitrato de amonio diluido en agua y algún ácido graso, El resultado son pequeñas gotas de nitrato de amonio diluido rodeadas por el ácido graso.

Se sensibilizan con el aire, el cual puede proporcionarse por medio de pequeñas esferas huecas o bien con una reacción química obtenida al momento de producir explosivo. Son resistentes al agua y presentan algunos problemas en su manejo debido a su consistencia. Se utilizan carga de fondo o cuando se tienen problemas de agua en los barrenos y al igual que los hidrogeles pierden energía al momento de detonar por el mal acoplamiento con los barrenos cuando las emulsiones son encartuchadas.

#### **Emulnor:**

Es una emulsión explosiva encartuchada en una envoltura plástica que posee propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura. Su uso está orientado a cualquier tipo de trabajo, en explotaciones y desarrollos mineros, en obras de ingeniería civil, en canteras, en taladros secos, húmedos e inundados, con una modalidad de aplicación similar a las dinamitas convencionales, pudiendo trabajar como columna explosiva o como "cebos" de iniciación de columnas de nitro-carbonitratos.

#### **Cordón NP-80:**

Es una emulsión explosiva de bajo poder rompedor, especialmente diseñado para trabajos de voladura controlada, contorno, túneles, talud de canteras, carreteras, etc. donde es necesario obtener perfiles de roca estables sin sobre excavación.

Costos operativos o de producción mina:

Los costos de operación se definen como aquellos generados en forma continua durante el funcionamiento de una operación minera y están directamente ligados a la producción, pudiéndose categorizarse en costos directos e indirectos.

**Explotación:**

El método de explotación es la estrategia global que permite la excavación y extracción de minerales de un yacimiento mineral, aplicando técnicas y procedimientos de la forma económica más eficiente a través de la mecanización.

**Banco:**

Es la parte de cualquier mina subterránea o a cielo abierto donde se va a efectuar trabajos de excavación.

**Banco de mineral:**

Término usado en minería para definir rocas de diferente tamaño.

**Broca:**

Extremidad cortante de un taladro, generalmente hecha de un material muy duro, como diamante industrial o carburo de tungsteno.

**Burden:**

“Distancia más corta al punto de alivio al momento que un taladro detona, considerando al alivio como la cara original del banco o bien como una cara interna creada por una hilera de taladros que han sido previamente disparados” (Konya). Es la distancia entre un taladro cargado con explosivos a la cara libre de una malla de perforación. El burden depende básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca y las características del explosivo a emplear.

**Chimenea:**

Abertura vertical o inclinada construida por el sistema convencional y/o por el mecanizado.

**Espaciamiento:**

Es la distancia entre taladros cargados con explosivos de una misma fila o de una misma área de influencia en una malla de perforación.

**Gases:**

Fluidos sin forma emitidos por los equipos diésel, explosivos y fuentes naturales, que ocupan cualquier espacio que esté disponible para ello.

**Geo mecánica:**

Se ocupa del estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamientos mecánicos de los materiales rocosos. Básicamente este comportamiento geo mecánico depende de los siguientes factores: Resistencia de la roca, grado de fracturación del macizo rocoso y la resistencia de las discontinuidades.

**Labores permanentes:**

Son aquellas labores mineras que serán de larga duración o duración permanente durante la vida de la mina, y en las que se requieren aplicar el sostenimiento adecuado que garantice un alto factor de seguridad, pues en estas labores se tendrá un tránsito constantemente de personas y equipos y la construcción de diversas instalaciones.

**Matriz rocosa:**

Es el material rocoso exento de discontinuidades o bloques de roca intacta.

**Mecha lenta:**

Es un accesorio para voladura que posee capas de diferentes materiales que cubren el reguero de pólvora.

**Mecha rápida:**

Es un accesorio (cordón) que contiene dos alambres, uno de fierro y el otro de cobre; uno de los cuales está envuelto en toda su longitud por una masa pirotécnica especial, y ambos a la vez están cubiertos por un plástico impermeable.

**Nivel:**

Galerías horizontales de un frente de trabajo existente en una mina; es usual trabajar las minas desde un pozo, estableciendo niveles a intervalos regulares, generalmente con una separación de 50 metros o más.

**Perforación en breasting:**

Perforación horizontal de producción con la cara libre en la parte inferior de la malla de perforación.

**Proceso de voladura:**

Es un conjunto de tareas que comprende: el traslado del explosivo y accesorios de los polvorines al lugar del disparo, las disposiciones preventivas antes del carguío, el carguío de los explosivos, la conexión de los taladros cargados, la verificación de las medidas de seguridad, la autorización y el encendido del disparo.

**Roca:**

Cualquier combinación natural de minerales, las rocas forman parte de la corteza terrestre.

**Smooth blasting:**

Es un tipo de voladura de contorno o voladura suave, en el caso de túneles también se le conoce como voladura periférica.

## **2.4 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS.**

### **2.4.1 HIPÓTESIS GENERAL.**

- a) La aplicación de la emulsión bombeable gasificada (EBG) Quantex Sub, en el proceso de perforación y voladura, mejora los avances lineales de la zona de profundización de la mina Andaychagua de la Cía. Minera Volcan S.A.A.

### **2.4.2 HIPÓTESIS ESPECÍFICAS.**

- a) Con la mejora aplicada en la perforación y voladura, se permite la optimización en los costos operativos en la zona de profundización de la mina Andaychagua de la Cía. Minera Volcan S.A.A.
- b) Con el uso de la emulsión gasificada Quantex Sub en el proceso de perforación y voladura, disminuye la sobre rotura a menos de 7% en los avances lineales programados en la zona de profundización de la mina Andaychagua de la Cía. Minera Volcan S.A.A.

## **2.5 IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES.**

### **2.5.1 VARIABLE INDEPENDIENTE**

- a) Emulsión Bombeable gasificada (EBG) Quantex Sub.

### **2.5.2 VARIABLES DEPENDIENTES**

- a) Avances lineales de la zona de profundización en la Mina Andaychagua
- b) Costos Operativos
- c) Sobre rotura

### **2.5.3 VARIABLES INTERVINIENTES.**

- a) Mina Andaychagua de Compañía Minera Volcan S.A.A.

## 2.6 DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES E INDICADORES.

TIPO DE VARIABLE	NOMBRE DE LA VARIABLE	DIMENSIONES	INDICADORES
<b>Variables Independiente</b>	a) Emulsión Bombeable gasificada (EBG) Quantex Sub.	VOD	- Control en la operación. - 5500 m/s
		Rango de densidades	- 0.95 – 1.18 g/cc
		Energía de explosivo	- 2695.8 Kj/Kg
<b>Variables Dependiente</b>	a) Avances lineales de la zona de profundización en la Mina Andaychagua	Eficiencias en la voladura	- Costos - Rendimientos
	b) Costos Operativos	Costos de voladura	- Capital disponible. - Productividad. - Ritmo de producción.
	c) Sobre rotura	Diseño de carga	- Factor de carga - Factor de potencia
<b>Variables Intervinientes</b>	a) Mina Andaychagua	Mejora continua	- Definir estándares y procedimientos que lleven a un mismo fin.

## **CAPITULO III. METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN.**

### **3.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN.**

El tipo de investigación es descriptivo – correlacional porque este tipo de estudios tienen como propósito medir el grado de relación que exista entre dos o más conceptos o variables (en un contexto en particular) y descriptivo porque describir es medir. Esto es, en un estudio descriptivo se selecciona una serie de cuestiones y se mide cada una de ellas independientemente, para así describir lo que se investiga.

### **3.2 MÉTODOS DE INVESTIGACIÓN.**

En cuanto al método de la investigación se viene hacer **Científico**.

El método científico es objeto de estudio de la epistemología. Es el conjunto de técnicas y procedimientos que le permiten al investigador realizar sus objetivos, partiendo de un marco teórico y dar sus resultados, sin apartarse de las teorías.

El método científico comprende un conjunto de normas que regulan el proceso de cualquier investigación que merezca ser calificada como tal.

### **3.3 DISEÑO DE INVESTIGACIÓN.**

El diseño de investigación es el diseño transaccional - correlacional porque tienen como objetivo describir relaciones entre dos o más variables en un momento determinado. Se trata también de descripciones, pero no de variables individuales sino de sus relaciones, sean éstas puramente correlacionales.

### **3.4 POBLACIÓN Y MUESTRA.**

#### **3.4.1 POBLACIÓN.**

Según Oseda, Dulio (2008:120) “La población es el conjunto de individuos que comparten por lo menos una característica, sea una ciudadanía común, la calidad de ser miembros de una asociación voluntaria o de una raza, la matrícula en una misma universidad, o similares”.

En el caso de nuestra investigación la población será constituida por todas las labores mineras de la zona de profundización de la mina Andaychagua.

#### **3.4.2 MUESTRA.**

El mismo Oseda, Dulio (2008:122) menciona que “la muestra es una parte pequeña de la población o un subconjunto de esta, que sin embargo posee las principales características de aquella. Esta es la principal propiedad de la muestra (poseer las principales características de la población) la que hace posible que el investigador, que trabaja con la muestra, generalice sus resultados a la población”.

En el caso de nuestra investigación la muestra está constituido por las voladuras realizadas en los tajos de la mina Andaychagua. En los cuales se realizarán diagnósticos y evaluaciones.

### **3.5 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.**

Para la recolección de la información se utilizaron las siguientes técnicas:

#### **3.5.1 OBSERVACIÓN DIRECTA.**

Se observará el reporte de fragmentación mediante los softwares, con la finalidad de verificar si efectivamente se cumple los objetivos trazados.



### **3.5.2 ANÁLISIS ESTADÍSTICO.**

Se determinará los análisis estadísticos de los valores promedios de fragmentación en el porcentaje pasante (P80), verificar si la voladura ha sido eficiente, llevando un registro y control de todos los resultados de la voladura.

### **3.5.3 ANÁLISIS DESCRIPTIVO.**

Se realizará un análisis sobre la influencia que tiene la aplicación de procedimientos logrando obtener reportes diarios para el análisis subsiguiente.

### **3.5.4 PRESENTACIÓN.**

Se recolectarán la mayor cantidad de datos, se tabularán los datos, se realizará un análisis detallado y finalmente se presentarán en forma mensual gráficos estadísticos y cuadros resumen que permitan el mejor entendimiento de la presente investigación.

### **3.5.5 ENTREVISTAS NO ESTRUCTURADAS.**

Se realizaron una serie diálogos no estructurados con personal especializado, con el fin de obtener información detallada sobre las actividades ejecutadas y el proceso en sí mismo.

## **3.6 TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS.**

- La técnica empleada para la presente investigación es la del uso de softwares, que nos permite analizar fragmentación a tiempo real producto de las voladuras en mina.
- Otra herramienta a utilizar es el Microtrap, para evaluar el performance de la detonación del explosivo con mediciones de velocidad de onda de detonación.
- Software de Microsoft Office, donde se utilizaron los programas Word y Excel, para la elaboración del informe y el procesamiento de los datos.
- Acceso a Internet, para la búsqueda de información referencial.

- Recursos de oficina, como lápices, lapiceros y papel para el registro de la información durante las entrevistas y el proceso de observación directa. Además, un computador para la elaboración del informe.

### **3.7 TRATAMIENTO ESTADÍSTICO**

En la elaboración del presente trabajo de tesis se ha seguido dos etapas consistentes en:

#### **3.7.1 TRABAJO DE CAMPO.**

Consistente en recoger la información y registro de datos de perforación y voladura en la Mina Andaychagua en la zona de profundización para poder diseñar la malla y así optimizar la perforación y voladura.

#### **3.7.2 TRABAJO DE GABINETE**

Consistente en el análisis de laboratorio de las muestras rocosas, evaluación de datos, confección de planos y redacción de la tesis.

### **3.8 SELECCIÓN, VALIDACIÓN Y CONFIABILIDAD 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 resultados 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.**

Como estudio de la moral, la ética es, ante todo, filosofía practica cuya tarea no es precisamente resolver conflictos, pero si plantearlos. Ni la teoría de la justicia ni la ética comunicativa indican un camino seguro hacia la sociedad bien ordenada o a la comunidad

ideal del dialogo que postulan. Y es precisamente ese largo estrecho que queda por recorrer y en el estamos el que demanda una urgente y constante reflexión ética.

## CAPITULO IV. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

### 4.1 DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO DE CAMPO

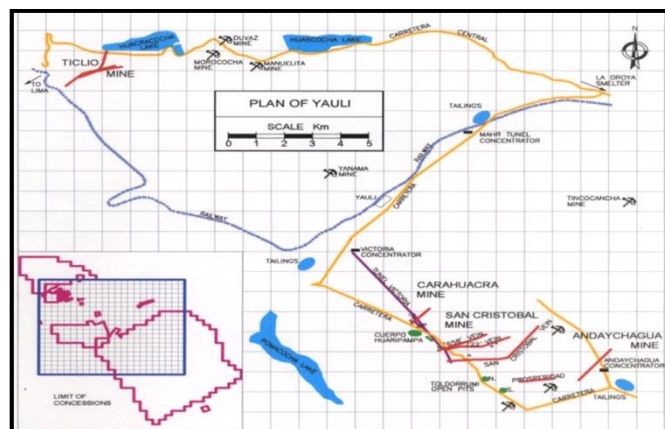
#### 4.1.1 ASPECTOS GENERALES DE LA MINA.

##### 4.1.1.1 Ubicación y Accesibilidad

El distrito minero de Andaychagua está situado en la zona Central del Perú, a 181 Kilómetros hacia el SE de Lima, sobre el flanco Este de la Cordillera Occidental de los Andes Centrales y a una altitud media de 4600 m. sobre el nivel del mar. La Mina Andaychagua está localizada políticamente en el Anexo San José de Andaychagua, Distrito de Huayhuay, Provincia de Yauli, Departamento de Junín. Se encuentra en el flanco Este de la Cordillera Occidental de los Andes Centrales del Perú, determinada por las coordenadas geográficas: 76°05' de longitud Oeste y 11°43' de latitud Sur.

La Unidad de Producción Andaychagua, es de fácil acceso utilizando la carretera Central, cerca de la localidad de Pachachaca parte un ramal de 45.160 Kms.; de Huari parte otro ramal de 33 Kms. Andaychagua se encuentra a 8 Kms. de Toldorrumi y a 33 Km. de Mahr Túnel.

Figura N° 11 Plano de ubicación y localización de mina Andaychagua.



#### **4.1.1.2 Historia.**

Desde que la Compañía inició sus operaciones mineras en 1943, en las alturas del abra de Ticlio, el continuo esfuerzo y la dedicación desempeñados por sus directivos y colaboradores le han permitido convertirse en la principal productora de plata y plomo y la segunda mayor productora de zinc del Perú. Asimismo, Volcan está posicionada dentro de las diez principales empresas productoras de zinc, plata y plomo del mundo.

Inicialmente las operaciones de Volcan se circunscribieron a la mina Ticlio, un conjunto de 30 concesiones otorgadas por el Estado Peruano, y cuyo mineral extraído era vendido a la concentradora Mahr Túnel, en esa época propiedad de la empresa de capitales estadounidenses Cerro de Pasco Copper Corporation, que fue expropiada por el gobierno militar a comienzos de la década de 1970.

Fue en la década de 1990, en un contexto de reformas económicas aplicadas por el gobierno de entonces, orientadas a promover la inversión privada en las empresas públicas, cuando Volcan expandió sus operaciones mediante la adquisición de áreas mineras y sus correspondientes activos. La visión del Directorio y el liderazgo del Dr. Roberto Letts, fueron fundamentales para el crecimiento de la Compañía.

En 1997, mediante subasta pública internacional, Volcan Compañía Minera S.A. adquirió de Centromin Perú la Empresa Minera Mahr Túnel S.A., propietaria de las operaciones mineras Mahr Túnel, San Cristóbal y Andaychagua, y de las plantas Mahr Túnel y Andaychagua. El monto de la transacción ascendió a USD 128 millones más un compromiso de inversión de USD 60 millones, el cual se cumplió en el tercer año. Un año después se llevó adelante un proceso de fusión

de ambas empresas, Empresa Minera Mahr Túnel S.A. y Volcan Compañía Minera S.A., y se creó Volcan Compañía Minera S.A.A.

Posteriormente, en 1999, Volcan adquirió de Centromin Perú, mediante subasta pública internacional, la Empresa Minera Paragsha S.A.C. por USD 62 millones más un compromiso de inversión de USD 70 millones y asumiendo una deuda de USD 20 millones que tenía Centromin con el sistema financiero. Esta operación incluyó la unidad minera Cerro de Pasco y ocho pequeñas centrales hidroeléctricas, Baños I, II, III y IV y Chicrín I, II, III y IV, las cuales generaban en conjunto 7.5 megavatios. Como resultado de esta adquisición, Volcan se convirtió en la compañía productora de zinc más importante del Perú.

En el 2000, Volcan adquirió la Empresa Administradora Chungar S.A.C. y la Empresa Explotadora de Vinchos Ltda. S.A.C., las que eran propietarias de las minas Animón y Vinchos, respectivamente, por un precio de USD 20 millones en efectivo más 16 millones de acciones Clase B de Volcan. Esta adquisición incluyó las centrales hidroeléctricas Francoise y San José II, las cuales generaban en conjunto 2.2 MW.

En el 2004 se iniciaron las operaciones en la mina de plata Vinchos. Durante el 2006, Volcan adquirió la empresa Minera Santa Clara y Llacsacocha S.A., propietaria de la mina Zoraida. Un año después adquirió la Compañía Minera El Pilar, propietaria de la mina El Pilar, contigua a la mina y tajo de Cerro de Pasco. En el 2009, Empresa Administradora Chungar S.A.C. amplió la capacidad de la Central Hidroeléctrica Baños IV, lo que permitió a Volcan sumar en ese entonces un total de 13MW de potencia instalada.

Luego, en el 2010, Volcan adquirió la Compañía Minera San Sebastián, cuyas concesiones mineras se ubican también en las cercanías de Cerro de Pasco.

En enero del 2011, la Junta General de Accionistas de Volcan Compañía Minera S.A.A. aprobó la reorganización simple de la unidad minera Cerro de Pasco. Como resultado, esta división pasó a llamarse Empresa Administradora Cerro S.A.C. y se convirtió en una subsidiaria de Volcan Compañía Minera S.A.A. El objetivo de la reorganización era conseguir que cada unidad minera gestione de forma independiente las mejoras en sus resultados operativos a través de la reducción de costos y la búsqueda del crecimiento.

Más adelante, en enero del 2012, en el marco de una emisión internacional de bonos bajo la Regla 144A y la Regulación S de la United States Securities Act de 1933, Volcan colocó bonos corporativos hasta por USD 600 millones por un plazo de 10 años y a una tasa fija de 5.375%. Esta emisión tuvo como finalidad asegurar el financiamiento de futuros proyectos de crecimiento, tales como la planta de Óxidos en Cerro de Pasco y la nueva unidad operativa Alpamarca-Río Pallanga. En febrero del 2012, Volcan adquirió la Empresa Hidroeléctrica Huanchor S.A.C. de 19.6 MW perteneciente a Sociedad Minera Corona S.A. por USD 47 millones. Asimismo, a mediados de ese año, la Empresa Administradora Chungar S.A.C. culminó la construcción y puso en operación la Central Hidroeléctrica Baños V, situada en el valle del río Chancay-Huaral, con una generación de 9.2 MW y una inversión total de USD 24 millones.

En la actualidad, Volcan posee una capacidad de generación de energía hidroeléctrica de 42 MW, y en el mediano plazo tiene previsto contar con una capacidad de generación suficiente para cubrir la demanda de energía de todas sus unidades operativas.

Durante el 2013 se consolidó la mina Islay en la unidad operativa Chungar mediante la adquisición de dos concesiones mineras aledañas por USD 17

millones. Además, en esta unidad, a inicios de ese año se completó la ampliación de la planta concentradora Animón de 4,200 tpd a 5,200 tpd (toneladas por día) y la construcción del pique Jacob Timmers.

Asimismo, en el 2013 se completó la ampliación de las plantas Victoria y Andaychagua en la unidad Yauli, lo cual permitió incrementar en más de 9% la capacidad total de tratamiento en esa unidad, hasta 10,500 tpd.

Continuando con la estrategia de Crecimiento, la nueva unidad operativa, Alpamarca-Rio Pallanga mining unit está operando a pleno capacidad, y la nueva planta de óxidos está produciendo barras de dore de plata. La producción de plata en la nueva planta de óxidos, se encuentra en ramp-up.

Hoy, Volcan cuenta con más de 346 mil hectáreas de concesiones mineras, 10 minas y 7 plantas concentradoras, y una planta de lixiviación. Volcan es una empresa minera diversificada y una importante productora mundial de zinc, plata y plomo.

Transcurridos más de 70 años de su fundación, la historia de Volcan continúa escribiéndose.

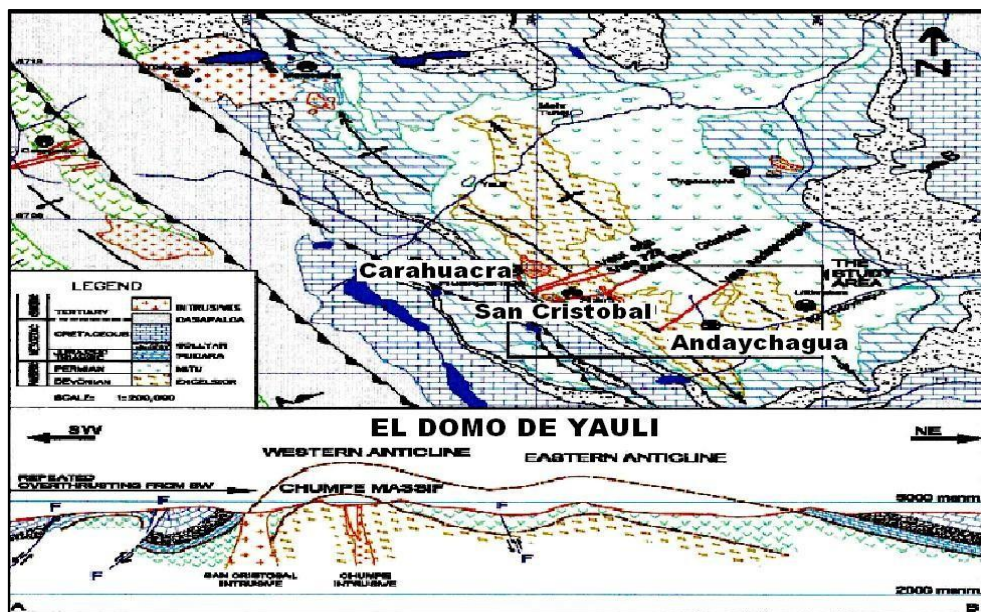
#### **4.1.1.3 Geología.**

La mina Andaychagua geológicamente está situada en el domo de Yauli, que es una estructura conformada por unidades litológicas de naturaleza metamórfica, sedimentaria y volcánica que datan del paleozoico al mesozoico, estas unidades conforman una serie de anticlinales y sinclinales de ejes paralelos. El depósito mineral de Andaychagua se denomina "Anticlinal de Chumpe" cuyo eje tiene una dirección de N45°O. El Domo de Yauli está constituido por varias unidades litológicas cuyas edades van desde el Paleozoico Inferior hasta el Cretáceo Inferior, arregladas en una serie de anticlinales y sinclinales de ejes



aproximadamente paralelos. El depósito mineral de Andaychagua se localiza en el llamado "Anticlinal de Chumpe", cuyo eje se alinea en dirección N45°W, mostrando doble hundimiento hacia el NW y hacia el SE. Intrusivos de composición ácida, intermedia y básica, han cortado y/o son paralelos a la secuencia estratigráfica del Anticlinal de Chumpe.

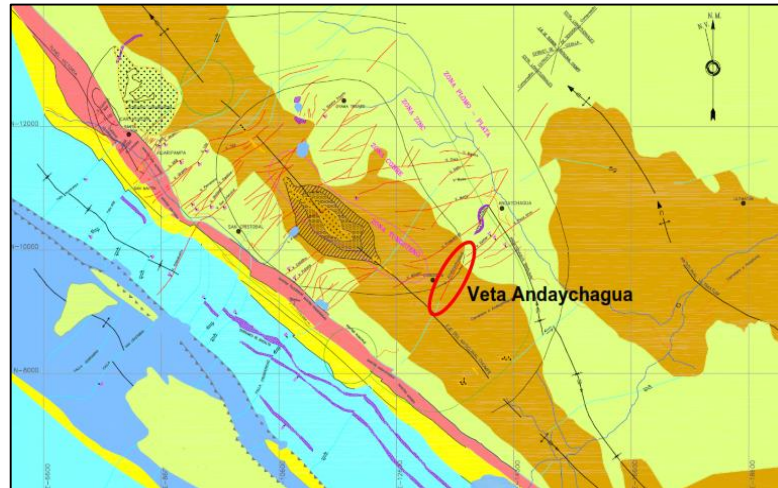
Figura N° 12 Domo de Yauli.



#### 4.1.1.4 Geología Regional.

El distrito minero de Andaychagua está localizado en la parte Sur-Este de una amplia estructura regional de naturaleza dómica, que abarca casi íntegramente los distritos de Morococha, San Cristóbal y Andaychagua, esta estructura inicialmente fue, denominada "Complejo Domal de Yauli" (J.V. Harrison, 1,943) y en el presente trabajo se le denomina "Domo de Yauli".

Figura N° 13 Geología regional de la zona de mina Andaychagua.



#### 4.1.1.5 Geología Local

El área de estudio es la Veta Andaychagua, en la cual se han identificado cuatro tipos litológicos, que en orden de importancia en cuanto a su presencia son: la andesita que es el principal tipo de roca que localmente pertenece a los Volcánicos Catalina; la filita que pertenece al Grupo Excelsior; el metavolcánico y el intrusivo gabro.

La andesita del Volcánico Catalina tiene coloración gris clara a gris verdosa, de grano fino, fuera de la influencia de la veta se presenta en forma masiva; en el contacto con la veta presenta mayormente alteración del tipo sericita-caolinita-clorita, tiene aspecto brechoso y un fuerte fracturamiento con relleno de panizo, hay presencia considerable de agua.

La filita es de coloración gris clara a gris oscura, de grano fino y de foliación delgada que coincide con la orientación de la veta, presenta aspecto terso y brillante en la superficie de fractura. En el contacto con la veta presenta alteración argílica y clorítica.

Los meta-volcánicos tienen de una coloración gris clara, presentan flujos irregulares de cuarzo lechoso y calcita, observándose venillas y diseminados de pirita.

La roca intrusiva del área de estudio es de composición básica, clasificada como un gabro de color gris verdoso oscuro, de grano grueso y masivo, el cual ha sido desplazado por la falla Andaychagua. En el contacto con la veta la roca presenta alteración argílica.

La veta consiste de una brecha volcánica de color gris oscuro, de composición heterogénea: clastos de gabro, dacita y filita envueltos en material arcilloso arenoso plástico. En conjunto, estos materiales son disgregables al golpe con el martillo, se presenta mojado, con características de baja resistencia.

#### ***4.1.1.6 Estratigrafía***

En el área de Andaychagua se conocen las siguientes unidades litológicas:

### **1. Silúrico - Devónico**

#### **Grupo Excélsior**

Las rocas más antiguas que afloran en el área son las del Grupo Excélsior y conforman el núcleo del Anticlinal de Chumpe. La potencia total de este grupo es desconocida; sin embargo, J.V. Harrison (1,943) determinó una potencia de 1,800 m. para una secuencia equivalente en los alrededores de Tarma. Este Grupo está constituido por lutitas, pizarras, esquistos, volcánicos verdes, tufos, calizas y filitas.

En los extremos de la veta Andaychagua se encuentran filitas fuertemente replegadas con lentes de cuarzo, los cuales son interpretados como el resultado del metamorfismo regional. Las filitas se presentan finamente estratificadas,

mientras que los lentes de cuarzo presentan mayor espesor generalmente en los núcleos de pequeños anticlinales.

## **2. Pérmico**

### **Grupo Mitu.**

Las rocas del grupo Mitu, yacen discordantemente sobre las filitas Excélsior. Este Grupo parece tener dos facies: una sedimentaria de ambiente continental y otra volcánica denominada "Volcánicos Catalina".

### **Volcánicos Catalina**

Constituyen la parte superior del Grupo Mitu. En la mina Andaychagua, están constituidos por derrames y brechas andesíticas; en la mina Toldorrumi, por aglomerados, derrames, brechas y tufos de composición dacítica.

En la Mina Andaychagua, entre la veta Andaychagua y ramal Sur, se encuentra una brecha andesítica con valores altos de plata, distribuidos muy irregularmente dentro de ella.

En la Mina Toldorrumi, los aglomerados supra yacen a las dacitas, brechas volcánicas y tufos. En las cercanías a las vetas Catalina y Polonia los volcánicos se hallan meta somatizados e intercalados.

La edad del Grupo Mitu, fue considerada como del Carbonífero Superior (Mc Laughlin 1,940) y posteriormente asignado al Pérmico.

## **3. Jurásico**

### **Grupo Pucará**

Sobre los Volcánicos Catalina, en discordancia erosional, se emplaza una interestratificación de calizas y tufos, (Tajo Toldorrumi) que parecen pertenecer a la Formación Condorsinga del Grupo Pucará; toda esta secuencia tiene un rumbo promedio de N 45° W y buzamiento de 50° al SW.

Las calizas varían de color gris claro a gris oscuro, son de grano fino; hay zonas donde están fuertemente brechadas y alteradas hidrotermalmente (silicificación y recristalización). Existen tufos de muy poca potencia, de color gris claro a gris verdoso, intercalados con las calizas.

#### **4. Cretácico Inferior**

##### **Grupo Goyllarisquizga**

Sobre las calizas Condorsinga, yacen en aparente conformidad, las areniscas Goyllarisquizga. Este grupo consiste de areniscas de color amarillento, localmente con apariencia cuarcita.

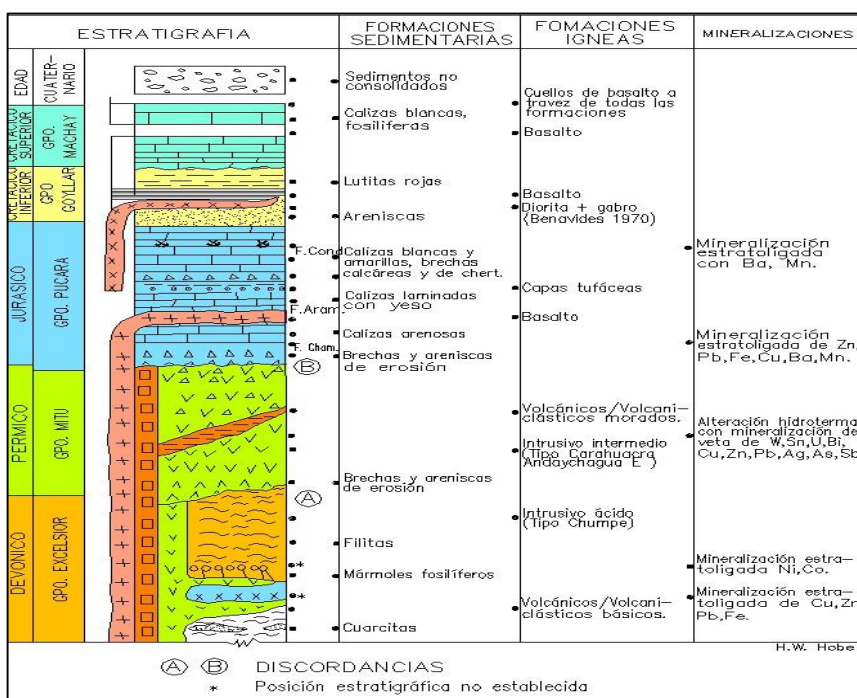
El Grupo Goyllarisquizga, ha sido atribuido al Cretácico Inferior Valanginiano-Aptiano (Mc Laughin; 1,924).

#### **5. Cretácico Superior**

##### **Grupo Machay**

Sobre yaciendo concordantemente a las rocas del Grupo Goyllarisquizga se encuentran las calizas del Grupo Machay, no definiéndose cual o cuales de las formaciones de este grupo son las que afloran en el área; sin embargo, por su litología, calizas, calizas dolomíticas, margas y lutitas gris oscuras, se podría considerar tentativamente que se trata de las formaciones Chulec y Pariatambo. La potencia de este grupo varía entre 250m. y 300m.

Figura N° 14 Columna estratigráfica.



#### 4.1.1.7 Geología Económica

La mineralización de la veta Andaychagua está relacionada por la mineralización polimetálica Terciaria y al evento tectónico Post – Cretácico.

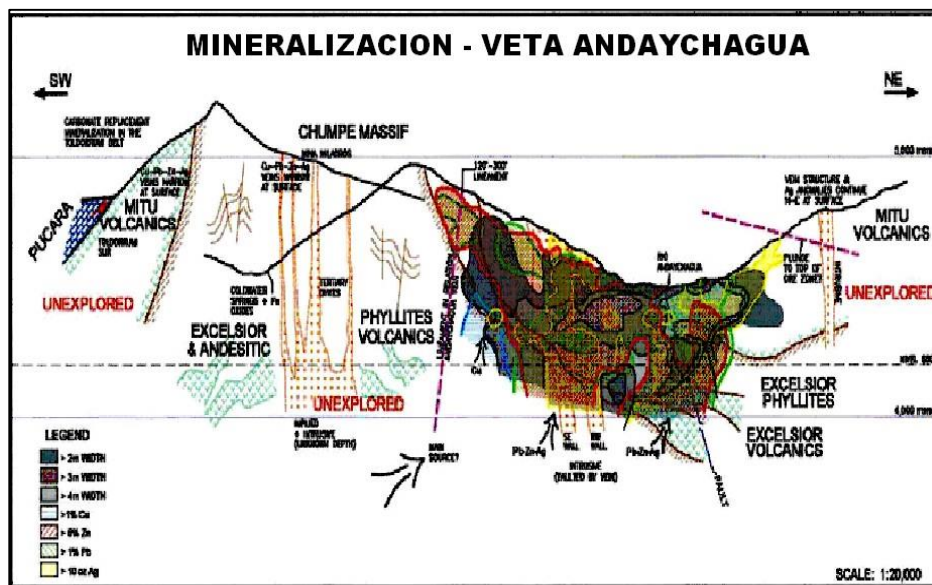
Estudio al microscopio realizados por P. Gagliuffi, han determinado tres etapas de mineralización, cuyo rango es de mayor a menor temperatura:

Estas etapas de mineralización nos indican que la fractura estuvo en constante movimiento, de este modo, permitió el ascenso de las soluciones y la depositación de los minerales mencionados.

Presenta textura de relleno: crustificación y brechamiento. En la textura de crustificación las leyes altas se hallan en una asociación pirita – arsenopirita – rodocrosita – plomo – zinc – plata. En la textura brechada, la asociación es cuarzo – pirita – arsenopirita – galena – esfalerita. Hay casos en que las leyes altas de Plata se encuentran en las bandas de panizos con una asociación difícil de precisar microscópicamente, pero las leyes de plomo y zinc son bajas. Localmente se ha

podido observar reemplazamiento en las cajas. Es un depósito hidrotermal de alcance hipo a epitermal.

Figura N° 15 Modelo de mineralización de la veta Andaychagua.



#### 4.1.1.8 Bloqueo y Estimaciones: Distribución de cobre, plomo, zinc y plata.

Observaciones de campo, de leyes de bloques y de perforaciones diamantinas, nos llevan a las siguientes conclusiones:

- La esfalerita se vuelve más marmatítica en la parte Suroeste de la veta; también, hay incremento de cobre y zinc cerca de los contactos andesitas – filitas y el gabro.
- Las concentraciones altas de zinc se encuentran cerca a los contactos andesitas – filitas, andesitas – gabro y en la unión de la veta Prosperidad con la veta Andaychagua. Estas concentraciones altas de zinc van acompañadas de arsenopirita en cantidad significativa.
- Hacia el Noreste del Río Andaychagua, la veta presenta un decrecimiento de los valores del cobre, zinc, plomo.

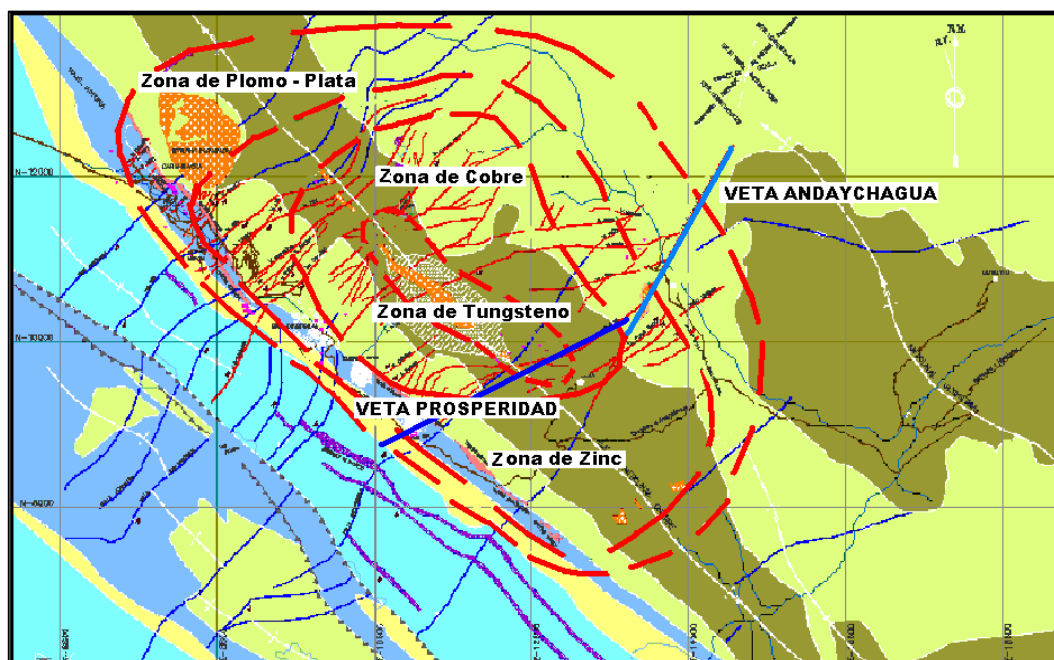
d) De acuerdo a la distribución de minerales, las soluciones han sido sub horizontales con una orientación Suroeste – Noreste; consecuencia de esto, es la presencia de minerales de baja temperatura como baritina y estibina en el extremo Noreste del afloramiento y minerales de la primera etapa de mineralización en el contacto andesitas –filitas al Suroeste.

La Mineralización está asociada con los halos de alteración hidrotermal. Las andesitas presentan silicificación cerca de la veta; luego sericitización, caolinización y cloritización. En el gabro, argilización cerca de la veta; después, cloritización. En las filitas algo de silicificación cerca de la veta; le sigue argilización y cloritización.

Producida la depositación de los volcánicos (andesitas y brechas andesíticas), inyección del gabro y la formación del marco estructural, se inicia la alteración hipógena de cajas; inyección posterior de soluciones y cristalización para genética de minerales. Posteriormente se tuvo una alteración supergena de cajas y de minerales, dando lugar a minerales secundarios. Los cambios de rumbos y buzamientos en la veta Andaychagua, controlan la mineralización presentando mejores valores cuando las cajas no son rectas. En la horizontal y en la vertical, los anchos de la veta varían de acuerdo al cambio de rumbo y buzamiento que presentan. En las cajas y dentro de la veta se observa una brecha volcánica de color gris oscuro de composición heterogénea (agregados de dacita y micro clastos de filitas); la presencia de esta brecha hace que la veta se encuentre pobremente mineralizada. No es persistente en sentido horizontal ni vertical.



Figura N° 16 Zonamiento de mineralización.



#### 4.1.1.9 Sistema de Vetas Andaychagua.

El sistema de vetas Andaychagua se encuentra al SE del intrusivo de Chumpe y en el Flanco Este del anticlinal del mismo nombre. Está Conformada por las vetas principal Andaychagua, Ramal Norte, Puca Urco, Prosperidad E/W, Esther, Milagros, Ramal Andaychagua 470E, Split Prosperidad E, Rubí, Marty, Marty II, Rosie, Martha, Sarita, Blanca, San Nicolás. Todas están emplazadas en los Volcánicos Catalina y solo las más persistentes, como la veta Principal y Prosperidad se extienden hasta las filitas en el extremo SW. La veta de mayor importancia es la denominada Andaychagua actualmente en explotación.

La veta Andaychagua es la segunda estructura en orden de extensión conocida en el área. La longitud de la fractura es casi de 5 Km., de los cuales cerca de 3 Km. han sido mineralizados; la estructura tiene un rumbo promedio de N 30° E y un buzamiento de 72°-90° NO, a veces con buzamientos al SE. Cuando la estructura llega al contacto con las filitas, se bifurca en varios ramales que todavía no han sido bien reconocidos.

El movimiento principal a lo largo de la fractura ha sido horizontal en sentido dextral, teniendo un desplazamiento total de 200 metros. Este movimiento horizontal probablemente tuvo una componente vertical de pequeña magnitud en sentido inverso. Un movimiento rotacional mediante el cual la caja techo se ha movido en sentido de las agujas del reloj comparado con la caja piso, se deduce por el desplazamiento del contacto entre los volcánicos y filitas.

La potencia de la veta Andaychagua varía de 1.8 a 7.5 metros en sus extremos, llegando hasta 18.0 metros en su unión con la veta Prosperidad.

#### ***4.1.1.10 Información Geológica – Geo mecánica.***

##### **1. Geomecánica de la mina Andaychagua:**

Según las estadísticas actuales de caída de rocas, es el principal causante de accidentes fatales en la mina Andaychagua, es por esta razón luego de haber realizado muchos estudios pormenorizados para proteger la vida de los trabajadores se ha llegado a la conclusión de realizar un estudio de geomecánica para el sostenimiento de las rocas, y no es para menos pues el trabajo en los niveles subterráneos se hace cada vez más dificultoso a medida que se vaya profundizando donde se presentan grandes esfuerzos alrededor del macizo rocoso.

En la actualidad se está implementando diferentes controles para resolver los problemas de inestabilidad, la mayoría de ellos empíricos, sin embargo, ningún mecanismo de sostenimiento podrá resultar si antes no se ha hecho una evaluación geomecánica de las condiciones de una labor.

La compañía minera Volcan (Andaychagua) en su afán de brindar un entorno adecuado hacia los trabajadores en interior mina donde la vida humana es lo más importante se ha comprometido dar un fuerte impulso en la implementación de la

geomecánica y como piedra angular será puesta a la gerencia general el presente estudio que posteriormente se realizará una supervisión especializada que hagan las evaluaciones de los problemas de estabilidad incluyendo la disminución en los costos según los requerimientos de la operación. El análisis de estabilidad (seguridad) versus costos de operación es un tema muy discutido e importante como la misma producción, pues hablar de una operación segura es tomar una acción ante los accidentes fatales que ocurrieron hasta la fecha ocasionados por las terribles caídas de roca.

- a. **Modelo Geológico**, donde se representa esquemáticamente los caracteres litológicos, estructurales e hidrológicos del macizo rocoso.
- b. **Modelo Geomecánica**, aquí se representa las propiedades mecánicas de la roca y los macizos rocosos, así como las propiedades mecánicas de la roca y los macizos rocosos, así como las propiedades mecánicas de las discontinuidades. En este modelo se incluye los ensayos para determinar las mencionadas. En este modelo se incluye los ensayos para determinar las mencionadas propiedades y los esfuerzos in-situ en el macizo rocoso.
- c. **Modelo Matemático**, comprende el análisis de estabilidad del macizo rocoso excavado, basado en dos parámetros a saber: estructuras geológicas y esfuerzos tensionales inducidos.

## **2. Clasificación geomecánica de la masa rocosa:**

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa se utilizó el criterio de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rcoso – 1989). Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta, fueron obtenidos conforme a los procedimientos señalados en la resistencia de la roca intacta. Los valores del índice de calidad de la roca (RQD) fueron determinados

mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson (1986), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal. Por otro lado, se obtuvieron valores del RQD a partir del logueo geotécnico de los testigos de las perforaciones diamantinas.

El criterio utilizado para clasificar a la masa rocosa se presenta en el siguiente cuadro:

*Tabla 4 Criterio para la clasificación de la masa rocosa.*

<b>TIPO DE ROCA</b>	<b>RANGO RMR</b>	<b>CALIDAD SEGÚN RMR</b>
II	> 60	Buena
IIIA	51 – 60	Regular A
IIB	41 – 50	Regular B
IV A	31 – 40	Mala A
IVB	21 – 30	Mala B
V	< 21	Muy Mala

Un resumen de los mismos se presenta en el Tabla 1, en donde se dan los rangos de valores de calidad de la masa rocosa (expresado en RMR) por tipos de rocas presentes en el área de estudio y el valor promedio. Cabe señalar que los rangos de los valores de RMR corresponden a los datos registrados en el mapeo geotécnico de labores mineras y en el mapeo geotécnico de los testigos de los sondajes diamantinos.

Tabla 5 Resumen de calidad RMR de la masa rocosa – Mina Andaychagua.

LITOLOGÍA	RANGO	RMR	CALIDAD
Mineral	26 – 41	33	Mala A
Volcánico	44 – 64	57	Regular A
Filitas negras	30 – 45	35	Mala A
Filitas silicificadas	43 – 58	49	Regular B
Metavolcánico	26 – 57	42	Regular B
Intrusivo	52 – 64	57	Regular A

Según el Tabla 2 y tomando valores promedios de calidad de la masa rocosa, el mineral y las filitas negras tienen calidad Mala A, las filitas silicificadas y los metavolcánicos tienen calidad Regular B y los volcánicos e intrusivos tienen calidad Regular A. Debe quedar claro que todas las rocas encajonantes nombradas corresponden a las cajas sanas. En el contacto con el mineral la masa rocosa de los diferentes tipos de rocas se presenta muy alterada formando lo que se denomina la “falsa caja”, esta falsa caja que es la caja inmediata forma un paquete de espesores que varían de 1 a 1.5 m y en algunos casos hasta 2 m, cuya calidad generalmente es Mala B (RMR 25 - 30).

### 3. Zonificación geomecánica de la masa rocosa:

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa bajo estudio esté dividida en áreas de características estructurales y mecánicas similares, debido a que los criterios de diseño y el análisis de los resultados serán válidos solo dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas similares. Por ello, es práctica

común en el diseño de excavaciones subterráneas delimitar el área de estudio en zonas geomecánicas o dominios estructurales.

Para la zonificación geomecánica de la masa rocosa se deben considerar los aspectos litológicos, geoestructurales y calidad del macizo rocoso. Desde que los aspectos geoestructurales son similares en todos los tipos de rocas presentes en el área de estudio, se toma aquí en consideración la litología y calidad de la masa rocosa para establecer los dominios estructurales.

La zonificación geomecánica, considerando los aspectos litológicos y de calidad de la masa rocosa prácticamente ha sido definida en el acápite anterior. En el Tabla 3 se presentan los dominios estructurales. Se ha añadido a este cuadro las falsas cajas.

*Tabla 6 Dominios estructurales – Mina Andaychagua.*

LITOLOGÍA	DOMINIO	RMR	CALIDAD
Mineral	DE-IVA	33	Mala A
Volcánico	DE-III A	57	Regular A
Filitas negras	DE-IVA	35	Mala A
Filitas silicificadas	DE-III B	40	Regular B
Metavolcánico	DE-III B	42	Regular B
Intrusivo	DE-III A	57	Regular A
Falsa caja Filita	DE-IV B	25	Mala B
Falsa caja Volcánico	DE-IV B	30	Mala B

Según este cuadro, hay cuatro dominios estructurales: DE-III A, DE-III B, DE-IVA y DE-IV B. En el dominio DE-III A están los volcánicos y los intrusivos, en el dominio DE-III B están las filitas silicificadas y el metavolcánico, en el dominio DE-IVA están el mineral y las filitas negras, y en el dominio DE-IV B está la roca de las falsas cajas, en filitas y en volcánicos.

#### **4. Resistencia de la roca intacta:**

Uno de los parámetros más importantes para evaluar el comportamiento mecánico de la masa rocosa es la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta ( $\sigma_c$ ). Los valores de este parámetro fueron obtenidos utilizando los procedimientos que a continuación se detallan:

Ensayos de golpes con el martillo de geólogo y con el martillo Schmidt de dureza, según normas ISRM, efectuados durante el mapeo geotécnico de afloramientos rocosos y el mapeo de los testigos rocosos de las perforaciones diamantinas. Los resultados de estos ensayos están consignados directamente en los formatos de los mapeos geotécnicos y para el caso de los ensayos con el martillo Schmidt se presenta un resumen en el Tabla 4.

*Tabla 7 Resultados de ensayos con el martillo de Schmidt.*

<b>LITOLÓGÍA</b>	<b>RANGO NR</b>	<b>RANGO <math>\sigma_c</math> (MPa)</b>	<b>PROMEDIO <math>\sigma_c</math> (MPa)</b>
Mineral	20 – 32	35 – 72	44
Volcánico	45 – 55	120 – 207	158
Filita	20 – 35	31 – 69	45
Metavolcánico	25 – 38	40 – 82	59

\*NR: Número de Rebote con el martillo de Schmidt

## **5. Condiciones de agua subterránea:**

La presencia del agua dentro de la masa rocosa, influye adversamente en las condiciones de estabilidad de las labores subterráneas. Su principal efecto es la presión que ejerce en las discontinuidades, disminuyendo la resistencia al corte y por tanto disminuyendo el factor de seguridad o grado de estabilidad, por ello es importante tomarlo en cuenta.

Según se puede observar en los formatos de las estaciones de mapeo geotécnicos de las labores subterráneas, las condiciones de presencia de agua corresponden

desde húmedo hasta mojado. Sin embargo, in-situ se puede observar presencia de agua en forma de goteos y hasta flujos importantes. Uno de los problemas principales de Mina Andaychagua es la presencia del agua, que conjuntamente con la roca de calidad mala del mineral y las cajas, complican las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado. Es recomendable por ello que se contrate los servicios de una empresa especializada en hidrogeología, para que realice una evaluación detallada de las condiciones de presencia del agua en la Mina Andaychagua, de tal manera que pueda dar sus recomendaciones sobre el manejo de este problema.

Durante los trabajos de campo se han observado en los algunos tajeos acumulación significativa de agua en el piso, que no es drenada oportunamente. Esta agua se está infiltrando constantemente dentro de la masa rocosa mineral y cajas, causando perturbación de la masa rocosa y complicando las condiciones del minado en los tajeos inferiores. Es recomendable por tanto implementar adecuados sistemas de drenaje en estas labores.

#### **6. Esfuerzos in-situ:**

La veta Andaychagua cruza transversalmente a la quebrada del mismo nombre, por esta razón, si consideramos la sección longitudinal, la parte central de la veta está ubicada alineada con el fondo de la quebrada (río Andaychagua) y los lados NE y SW están alineados con las laderas de la quebrada. La profundidad promedio de las áreas de minado ubicadas de la parte central de la veta es de alrededor de 550 hasta el Nv. 1050, mientras que las profundidades promedio de los lados NE y SW es de alrededor de 750 m. Debido a estas profundidades se anticipa que los esfuerzos serán de magnitudes moderadas a altas y que la



influencia de estos en las excavaciones futuras, será un factor determinante a considerar para la estabilidad de las mismas.

Se ha estimado el esfuerzo vertical a partir del criterio de carga litostática (Hoek & Brown, 1978), considerando profundidades máximas de 550 a 750 m antes señaladas. Según este criterio, el esfuerzo vertical in-situ resulta aproximadamente de 15 a 21 MPa. La constante “k” (relación de los esfuerzos horizontal a vertical) para determinar el esfuerzo in-situ horizontal fue tomada como  $k = 0.7$ , a partir de las consideraciones dadas en los estudios previos. Con  $k = 0.7$  se obtienen esfuerzos in-situ horizontales de 11 a 15 MPa. Por otro lado, utilizando el criterio de Sheorey (1994), los esfuerzos in-situ horizontales estarían en el rango de 7.5 a 10. MPa.

Se puede ver en el párrafo anterior, los esfuerzos in-situ pueden variar en un rango amplio. Para tener valores realistas y confiables, es necesario realizar mediciones de esfuerzos, lo cual es altamente recomendable.

#### **4.1.2 MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN**

Mina Andaychagua de la Cía. Minera Volcan por la complejidad de su tipo de roca en los diferentes niveles de explotación, realiza 3 métodos distintos de explotación.

##### ***4.1.2.1 Método de minado corte y relleno descendente (ucf).***

###### **a) Introducción.**

Denominado también “Under Cut and Fill”. El minado es en forma de tajadas o cortes horizontales comenzando de la parte superior del tajo e ir descendiendo corte a corte.

El mineral roto es cargado y extraído según el avance, la perforación en horizontal que después es sostenida con shotcrete y empernado, por el tipo de terreno y la mineralización de la zona se perfora en horizontal teniendo como techo el relleno del nivel superior. Cuando todo el corte ha sido disparado, el volumen extraído es rellenado para el soporte de las cajas y techo con relleno cementado, proporcionando una plataforma para el siguiente corte.

Los accesos hacia la estructura mineralizada son en positivo para poder drenar el agua producto de filtraciones y de la operación de perforación del tajo.

#### **b) Descripción general.**

Es el método de corte y relleno descendente en que el mineral es arrancado por cortes horizontales (con frente completo) empezando por la parte superior de un tajo y avanzando desde el fondo hacia afuera.

Este método es empleado en vetas inclinadas y que requiera un minado selectivo permitiendo la flexibilidad de la operación, donde el mineral roto que tenga un bajo valor sea dejado en el tajo, entre otras consideraciones. La explotación es lenta, abastece regular cantidad de mineral, pero no permite la acumulación o almacenamiento.

Este método, se realiza en roca de calidad pobre. En este método de explotación el minado se realiza de arriba hacia debajo de los diferentes horizontes o pisos del mineral. Consiste en romper el mineral en diferentes pisos y en sentido descendente. Después que un corte o piso ha sido completamente extraído, se procede a rellenar antes de empezar el nuevo corte en el piso inmediato inferior. Este relleno es el que va ayudar en el sostenimiento del techo del nuevo frente que se abre. El minado del mineral continúa piso por piso hasta terminar el bloque

Es un método costoso y favorable para el tipo de yacimiento que presenta la Mina Andaychagua.

**c) Planeamiento.**

El plan de minado es perforación, voladura, desate manual o mecánico, ventilación, limpieza, sostenimiento (con cemento lanzado más pernos hydrabolt) y relleno cementado. Según el tipo de variante utilizada. Las secciones utilizadas serán de acuerdo al ancho de veta y longitudes del tajo. Los tajos promedios que se maneja son de 160 metros de longitud con dos alas de 80 metros cada una.

- **Desarrollo y preparación:** Se desarrolla una galería de transporte a lo largo del yacimiento en un nivel principal, así mismo la rampa que debe estar paralela a la veta, además de chimeneas y caminos (para accesar, echaderos, servicios y ventilación).
- **Galería de base y by pass:** Se realizarán by pass principales desde el cual se elaborarán accesos a la veta cada 40 metros, para luego correr en el primer corte una galería sobre veta, en los siguientes cortes inferiores se continuará con el método.
- **Rampa de producción:** Se construye una rampa que corre paralelo a la veta, desde la cual se accede hacia la veta para seguir tajeando en los sucesivos cortes.
- **Chimeneas – ventilación:** Se construye 02 chimeneas de ventilación en los extremos de los by pass, para generar el circuito de ventilación
- **Relleno:** Se construye 02 chimeneas de servicios en los extremos de los by pass, para el relleno cementado.
- **Planeamiento.**

d) **Ciclo de minado.**

- **Perforación:** La perforación se realiza con jumbo electrohidráulico modelo Boomer 281 de un solo brazo, el cual puede realizar corte Horizontal como frente.
- **Voladura:** En la voladura se realiza utilizando dinamitas en sus diferentes variedades.

Figura N° 17 Modelo de equipo Boomer 281.

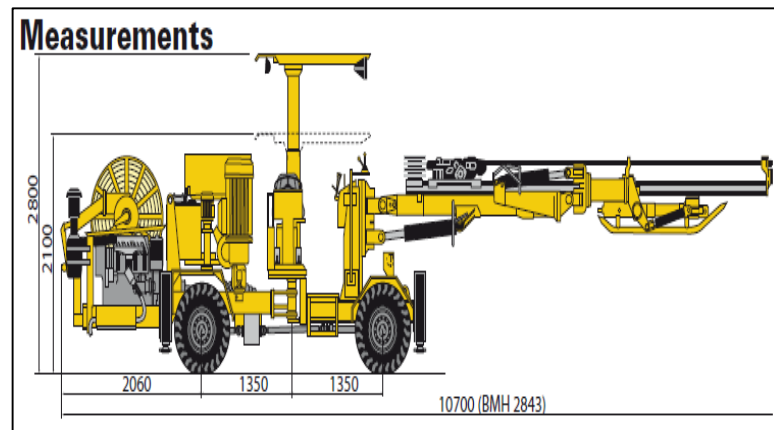


Figura N° 18 Malla de perforación bajo losa (UCF).

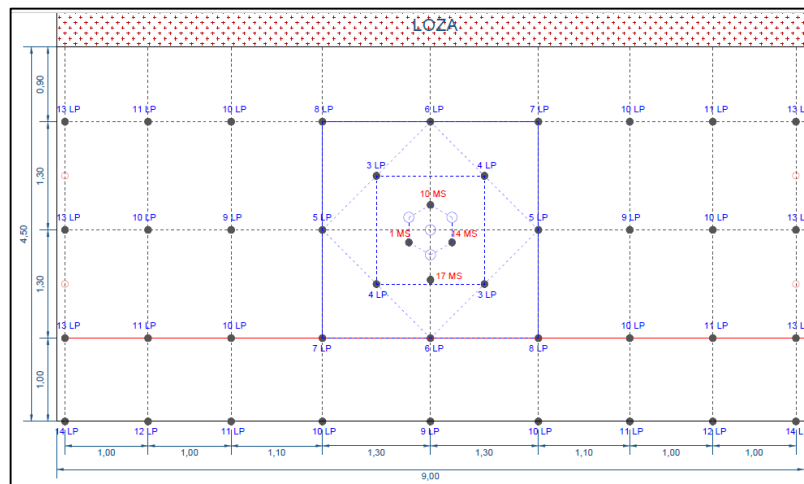


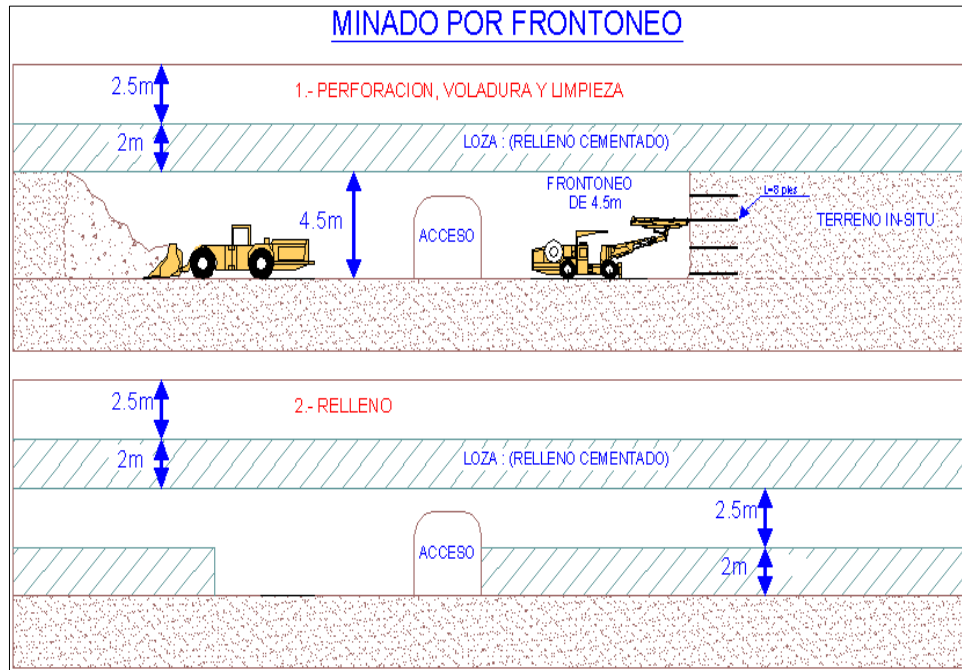
Figura N° 19 Distribución de carga explosiva.

DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA					
LONGITUD DE BARRA: 14 PIES					
MINERAL - SECCIÓN: 9.0 m x 4.5 m					
RMR: IVA (RMR: 30 - 40)					
DATOS EXPLOSIVOS		Cartuchos por caja	94	100	144
		Kg. Por caja	25	25	20
DISTRIBUCIÓN DE TALADROS		CARTUCHOS POR TALADRO			ACCESORIOS
		Emulnor	Famecorte	Total	Fanel MS
		300	1000	cart./tal	Fanel LP
		1.4" x 12"	1.14" x 12"		
	tal./disp.				
Arranque	4	12		12	
1° y 2° Ayudas	8	11		11	
3° y 4° Ayudas	4	10		10	
Ayuda de Hastial o auxiliares	12	9		9	
Ayuda de Corona	0	9		0	
Ayuda de Arrastre	0	9		0	
Hastiales	6	1	6	7	
Corona	0	1	6	0	
Arrastre	9	10		10	
Total cartuchos por disparo (und.)		380	36	0	TOTAL
Total explosivos por disparo (kg.)		101.1	9.0	0.0	110.1
Taladros Cargados	43	Peso Especifico Mineral		3.15	t/m <sup>2</sup>
Taladros de Alivio	4	Peso Especifico Desmonte		2.70	t/m <sup>2</sup>
Taladros Rimados	4				
Taladros Perforados	51				
PERFORACIÓN EFECTIVA	13.0	3.90	m		
AVANCE	11.7	3.50	m		
EFICIENCIA VOLADURA		90%			
FACTOR DE POTENCIA		0.25	kg/t		
Observación: Usar doble cebo en el arranque					
					Total Fanel MS
					8 und.
					Total Fanel LP
					39 und.
					Cordon detonante
					80 m
					Camex
					2 und.
					Mecha rápida
					20 cm.
					Tacos de Arcilla
					43 und.
Fecha: ABRIL 2018					

- **Desate de rocas:** Después de la voladura y una vez disipados los gases, se regará la carga mineralizada para realizar un desate manual o mecanizado como prevención de posibles caídas de roca de los hastiales. Luego se realizará la limpieza del mineral, así como se va avanzando se realiza el desate manual si fuera necesario. Para cuando este todo limpio o cuando se requiera dentro del proceso de limpieza se requerirá del Scaler para un desate más exhaustivo.
- **Limpieza:** La limpieza se realiza generalmente con scoops de 6 yd<sup>3</sup>, los cuales deben recorrer como máximo en promedio 150 metros.
- **Sostenimiento:** El sostenimiento se realizará una vez que se termine el proceso de limpieza. De acuerdo a la recomendación propuesta por Geomecánica, se sostiene con shotcrete de 2" de espesor y luego pernos hydrabolt sistemáticos 1.5 m por 1.5 m.
- **Relleno:** Utilizamos el relleno cementado alimentado desde la planta en superficie, el transporte del relleno se realiza por tuberías metálicas de 10 pies, previo al inicio del relleno se prepara la zona a rellenarla la cual se separan en bloques de limitadas con barreras de madera, en cada bloque se realiza un

enmallado con fierro que garantiza la resistencia del relleno a adicional a esto se ubican un winche de madera que ayuda a la ventilación del tajo inferior. Una vez concluido el relleno se espera un aproximado de 7 días de secado antes de iniciar con el corte inferior.

Figura N° 20 Método de explotación corte y relleno descendente (UCF) con perforación tipo frente.



#### 4.1.2.2 MÉTODO DE MINADO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (OCF).

##### a) Introducción.

Denominado también "Over Cut and Fill". El minado es en forma de tajadas o cortes horizontales comenzando del fondo del tajo avanzando hacia arriba.

El mineral roto es cargado y extraído según el avance por la variante en "Breasting", perforación en horizontal que después es sostenida con shotcrete y empernado, por el tipo de terreno y la mineralización de la zona se perfora en horizontal teniendo como piso el relleno del nivel inferior. Cuando todo el corte ha sido disparado, el volumen extraído es rellenado para el soporte de las cajas

con material estéril o con relleno hidráulico o una combinación de ambos, proporcionando una plataforma para el siguiente corte.

Los accesos hacia la estructura mineralizada son en negativo para poder batir por lo menos 3 cortes por tajo.

#### **b) Descripción general.**

Es el método de corte y relleno ascendente en que el mineral es arrancado por cortes horizontales (con cara libre hacia abajo o Breasting).

Este método es empleado en vetas inclinadas y que requiera un minado selectivo permitiendo la flexibilidad de la operación, donde el mineral roto que tenga un bajo valor sea dejado en el tajo, entre otras consideraciones. La explotación es lenta, abastece regular cantidad de mineral, pero no permite la acumulación o almacenamiento.

Es un método no muy costoso y favorable para el tipo de yacimiento que presenta la Mina Andaychagua en la zona alta.

#### **c) Planeamiento.**

El plan de minado es perforación, voladura, desate manual o mecánico, ventilación, limpieza, sostenimiento (con cemento lanzado más pernos hydrabolt) y relleno.

Las secciones utilizadas serán de acuerdo al ancho de veta y longitudes del tajo.

Los tajos promedios que se maneja son de 200 metros de longitud con dos alas de 100 metros cada una.

- **Desarrollo y preparación:** Se desarrolla una galería de transporte a lo largo del yacimiento en un nivel principal, así mismo la rampa que debe estar

paralela a la veta, además de chimeneas y caminos (para accesar, echaderos, servicios y ventilación).

- **Rampa de producción y accesos:** Se realiza la rampa principal desde el cual se elaborarán accesos a la veta cada 100 metros, para luego correr en el primer corte una galería sobre veta, en los siguientes cortes superiores se continuará con el método. Cuando se esté culminando el tercer corte del primer acceso se preparará otro 40 m. prosiguiendo el ciclo de minado propuesto.
- **Chimeneas – ventilación:** Se construye 01 chimenea de ventilación en el ingreso al tajo, para generar el circuito de ventilación
- **Echaderos:** Se construye 01 chimenea ligada a la rampa como echadero.

**d) Ciclo de minado.**

- **Perforación:** La perforación se realiza con jumbo electrohidráulico modelo Boomer 281 de un solo brazo, el cual puede realizar corte vertical o del tipo breasting.
- **Voladura:** En la voladura se realiza utilizando dinamitas y emulsiones en sus diferentes variedades.



Figura N° 21 Malla de perforación en breasting.

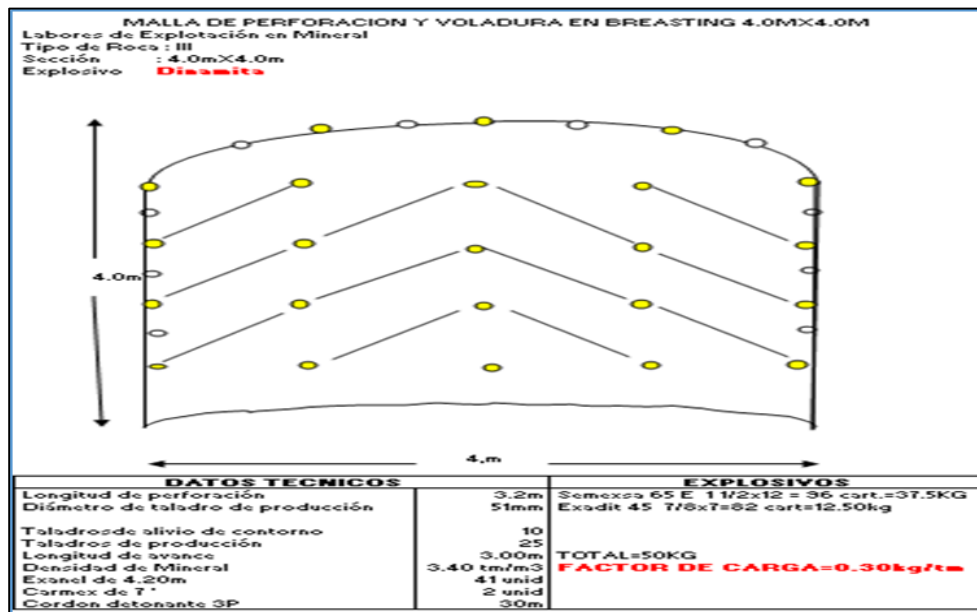
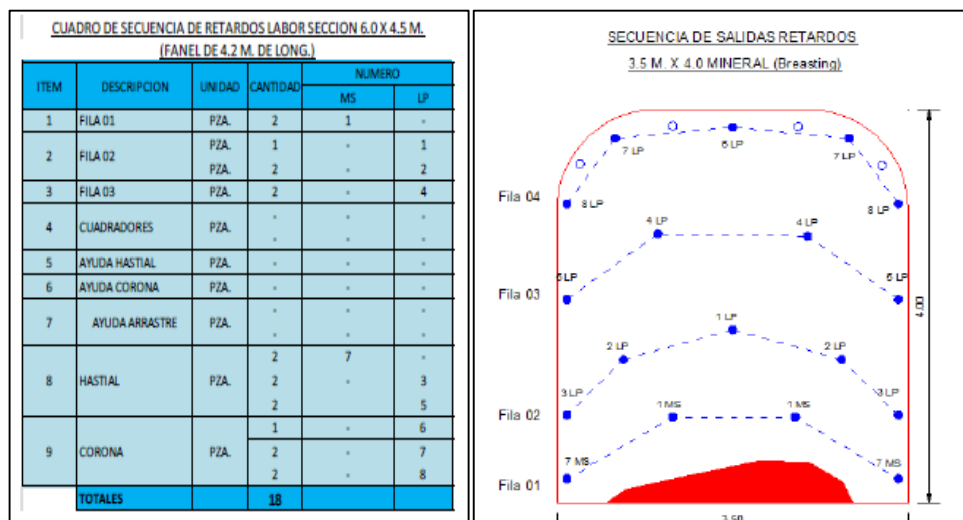


Figura N° 22 Secuencia de salida de retardos – breasting.



- **Desate de rocas:** Después de la voladura y una vez disipados los gases, se regará la carga mineralizada para realizar un desate manual como prevención de posibles caídas de roca. Luego se realizará la limpieza del mineral, así como se va avanzando se realiza el desate manual. Para cuando este todo limpio o cuando se requiera dentro del proceso de limpieza se requerirá del Scaler para un desate más exhaustivo.

- **Limpieza:** La limpieza se realiza generalmente con scoops de 6 yd<sup>3</sup>, los cuales deben recorrer como máximo en promedio 150 metros.
- **Sostenimiento:** El sostenimiento se realizará una vez que se termine el proceso de limpieza, esto de acuerdo al LMA propuesto por Geomecánica.
- **Relleno:** Para el relleno utilizamos un mixto, es decir se puede rellenar los tajos completamente con material detrítico o con relleno hidráulico alimentado desde la planta en superficie, para ello hacemos una barrera o dique con material detrítico que será forrado con poliyute o tela arpillera y transportado por el circuito de tuberías hasta la labor o una combinación de ambos, primero detrítico y luego hidráulico.

#### ***4.1.2.3 MÉTODO DE MINADO SUB LEVEL STOPING (SLS).***

##### **a) Introducción.**

El método se caracteriza por su gran productividad debido a que el volumen extraído las labores de preparación se realizan en su mayor parte dentro del mineral. Para prevenir el colapso de las paredes, se están colocando shotcrete 2” y pernos adicionales al sostenimiento de acuerdo a la sección en el piso del hastial en cada subnivel. En este método, el minado se ejecuta desde el nivel principal hacia los subniveles superiores para predeterminar los intervalos verticales. Los subniveles son preparados entre los niveles principales; el mineral derribado con taladros largos o desde los subniveles (tajeos), cae del subnivel superior hacia la zona vacía en el subnivel inferior para luego transportarlos hacia los echaderos.

**b) Descripción general**

Este método se realiza en forma ascendente (de abajo hacia arriba), elaborando dos rampas principales de Nivel a Nivel (50 m), con la finalidad de efectuar subniveles (en pisos de 7 m) por ambos lados hasta que se comuniquen; por un extremo se perfora el SLOT (Chimenea) que generara la cara libre y los taladros de producción a continuación que con voladura de bloques se inicia la explotación masiva; por el otro extremo se realizara el relleno detrítico rellenando el vacío. Este método se desarrolla de manera porcentual o en partes para evitar generar condiciones sub estándar por el vacío generado.

**c) PLANEAMIENTO**

El plan de minado es realizar como primer paso en la galería principal las dos rampas en espiral y/o zigzag hasta llegar a la altura estimada (7 m) para generar un acceso que cortará la veta principal generando el piso uno (1); por supuesto que en la misma galería se está realizando el acceso que generara el piso cero (0) con los subniveles respectivos hacia el Este y Oeste sobre veta. Así se continuará hasta llegar al Nivel superior.

- **Preparación:** En la preparación se ejecutaron los accesos al cuerpo mineralizado, sub niveles para la perforación de taladros largos, labores para acarreo, puntos de carguío y extracción.
- **Nivel de producción principal:** Se realizará un By Pass principal desde el cual se accede a la veta cada 100 metros, para luego correr una galería en el mismo nivel, este nivel también sirve como nivel de extracción.

Para los siguientes pisos superiores se realiza el mismo método (accesos) pero no en galería sino en subniveles cada 7m de altura, preparando sobre veta con longitudes de 250 a 300 m.

- **Rampa de producción:** Se construye una rampa que corre paralelo a la veta, desde la cual se accede hacia la veta para seguir explotando en los sucesivos pisos.
- **Chimeneas – ventilación:** Se construye 01 chimenea de ventilación en el acceso al subnivel, para generar el circuito de ventilación
- **Echaderos:** Se construye 01 chimenea ligada a la rampa como echadero.

**d) Ciclo de minado.**

- **Perforación:** La perforación se realiza con equipo SIMBA.
- **Diseño de malla de perforación:** La perforación se diseña según la geometría de la veta o cuerpo y la calidad de las cajas techo principalmente, en el diseño es prioridad no perturbar la caja techo principalmente; así como también se ha considerado como una variable importante el Burden, además del ancho de veta y buzamiento de la misma.
- **Perforación de precisión:** Para los mejores resultados de voladura global, el taladro necesita permitir su diseño a lo largo de su longitud total. Los taladros rectos son importantes, así la desviación deberá ser evitada lo más que sea posible con cada taladro en la posición exacta, y perforando en la dirección correcta y la apropiada profundidad.
- **Consecuencias de la desviación de taladros:** Las principales consecuencias de la desviación de taladro son:
  - Fragmentación incontrolada de material roto.

- Posibles tiros fallados debidos a la intersección entre los taladros se detonan en intervalos indeseables.
  - Excesiva presión y espacio entre taladros adyacentes.
  - Voladura secundaria.
  - Conduce a costos más altos de cargado, transporte y molienda.
  - La otra consideración que se toma es el equipo para la limpieza ello es determinado de acuerdo al ancho promedio de la veta y la longitud del tajo.
- **Voladura:** Para lograr una voladura óptima se ha tomado lo siguiente:
- Naturaleza del macizo rocoso.
  - Geología regional, local y estructural.
  - Aspectos geo mecánicos, geotécnicos y otros.
  - Geometría (Sección de subnivel, burden, espaciamiento, diámetro del taladro).
  - Aspectos físico-químicos (tipo de explosivo, VOD).
  - Tiempo (retardos y secuencia de salida).
  - Operativos (Personal entrenado y fragmentación requerida).

*Figura N° 23 Equipo de perforación Simba S7D.*

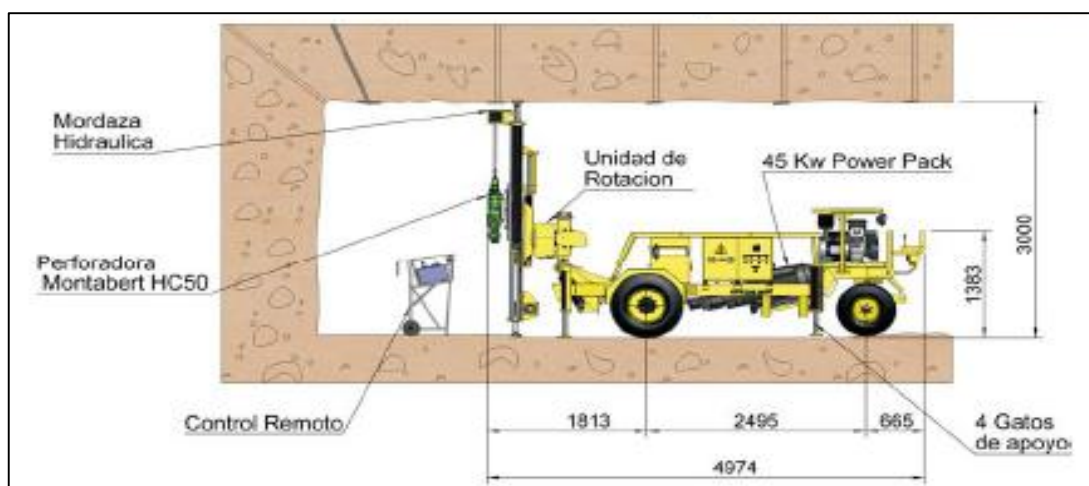


Figura N° 24 Malla de perforación para taladros largos (SLS).

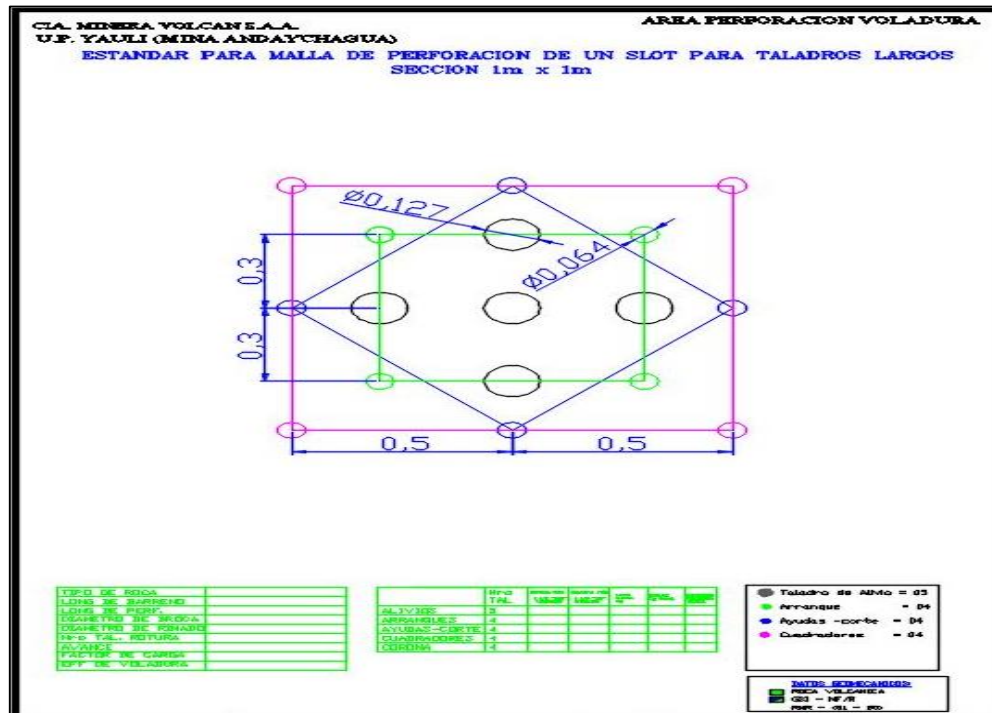


Figura N° 25 Cuadro de cantidad de explosivo y secuencia de salida para tajos SLS.

CUADRO DE CANTIDAD DE EXPLOSIVO Y SECUENCIA DE SALIDA TAJOS TALADROS LARGOS										
DATOS Y FACTORES DE LA VOLADURA						EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS				
LONGITUD DE BANCO	10					EMULNOR 3000	16			
BURDEN	15					EMULNOR 1000	18.2			
ESPACIAMIENTO	1					KG. TOTAL	20			
ANCHO DE VETA	2.5					KG. MTS	0.42			
DENSIDAD MINERAL	3.1					ACCESORIOS (und)	4.00			
Nº DE TALADROS / SECCION	2					CARGA OPERANTE	4.34			
VOLUMEN TOTAL	37.5					CARPEX	2			
TONELAJE EXPLOTADO	117									
METROS PERFORADOS	20									
TON / METRO	5.3									
F DE CARGA	0.31									
F DE POTENCIA	0.17									

TAJO	Nº DE TALADRO PERF	LONGITUD REAL DE CADA TALADRO	TACD BASE	TACD AIRE	TACD FINAL	LONGITUD A CARGA	EMULNOR 3000	TOTAL KG.	EMULNOR 1000	TOTAL KG.	TOTAL KG EXPLOSIVO	1 FILA
												SECUENCIA SALIDA
1	1	10.00	0.90	0.30	1.00	7.80	2	0.8	24	9.09	10	1(2)
	2	10.00	0.90	0.30	1.00	7.80	2	0.8	24	9.09	10	7(2)
	3	10.00	0.90	0.30	1.00	7.80	2	0.8	24	9.09	10	14(2)
	4	10.00	0.90	0.30	1.00	7.80	2	0.8	24	9.09	10	20(2)
	5	10.00	0.90	0.30	1.00	7.80	2	0.8	24	9.09	10	3(2)
	6	10.00	0.90	0.30	1.00	7.80	2	0.8	24	9.09	10	4(2)
Sub Total		18	60			47	12	5	144	54.55	59	

**TAJO TL SECUENCIA DE SALIDA**

EL SECUENCIAMIENTO DE SALIDA ES EN V

- **Relleno:** El relleno se realiza con los mismos equipos de acarreo de mineral, para cubrir el espacio vacío generado por efecto de la extracción del mineral. El material utilizado es estéril producido de las preparaciones las cuales son enviados directamente a los tajos de producción.

El rellenado se realiza verificando en todo momento que se preserve la berma de seguridad del subnivel superior, evitando empujar la carga juntamente con la berma de seguridad, es decir no se debe en ningún momento limpiar el muro de seguridad, este debe estar siempre que se avance. El rellenado debe cubrir el área abierta e inestable.

- **Seguridad:** Para la extracción del mineral se ha instalado el sistema de telemando (mando por control remoto), para evitar que el operador del equipo LHD se exponga a un posible aplastamiento por caídas de roca. El operador se ubicará en el refugio preparado durante el desarrollo de la galería o de los subniveles para poder manipular el telemando. Estos refugios se construyen cada 20 m.

*Figura N° 26 Refugio para operador de telemando.*

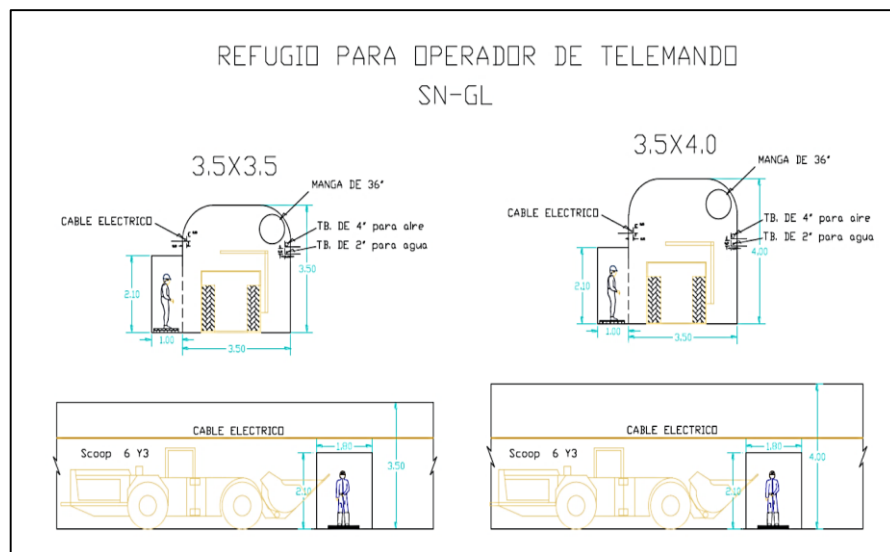
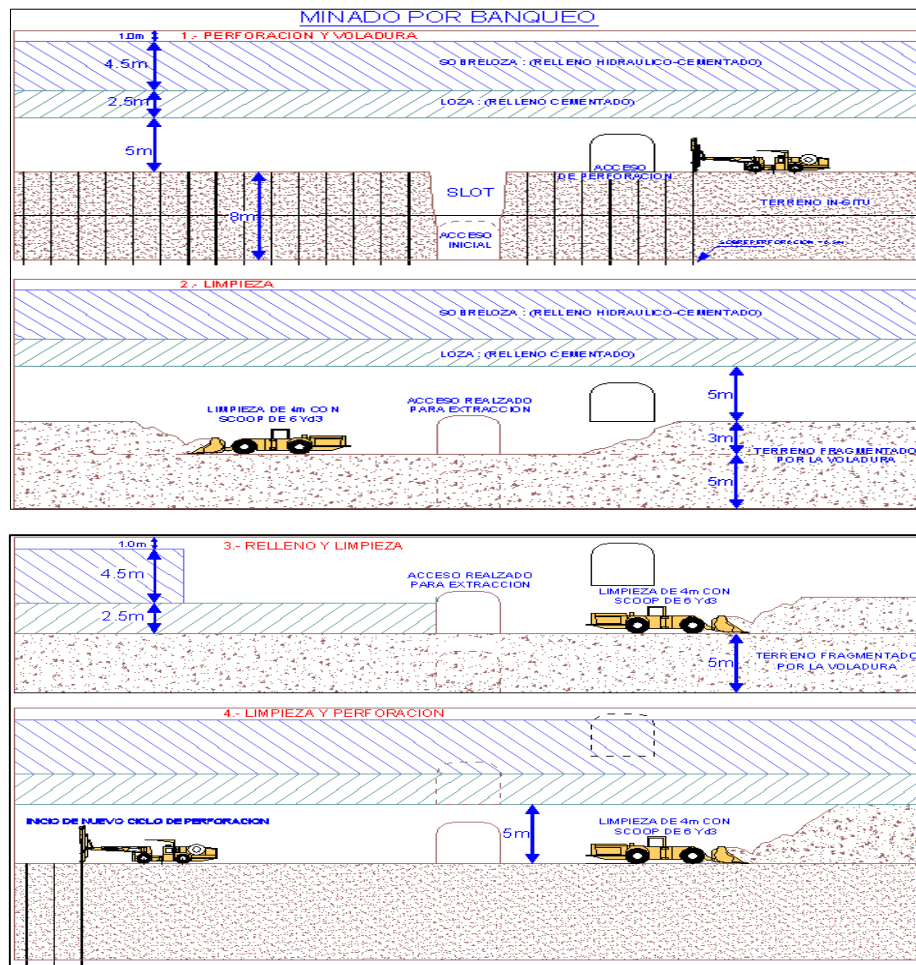


Figura N° 27 Método de explotación sub level stoping with long hole drill (SLS).



## 4.2 PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS.

### 4.2.1 PLANEAMIENTO DE PROGRAMA PARA LAS LABORES DE DESARROLLO Y EXPLOTACIÓN.

#### 4.2.1.1 Recursos humanos.

Tabla 8 Personal ejecutor de las actividades

CARGO	AREA DE TRABAJO	NIVEL DE PARTICIPACION
Maestro Cargador	Labores Programadas	100%
Ayudante Cargador	Labores Programadas	70%
Supervisión	Labores Programadas	100%

Fuente: Elaboración propia



#### ***4.2.1.2 Equipo.***

El equipo de bombeo de emulsiones para subterránea está diseñado para perforaciones horizontales y perforaciones verticales negativas, todo el módulo de bombeo viene montado en un solo vehículo móvil.

*Figura N° 28 Equipo UBT*



#### ***4.2.1.3 Programa mensual.***

El área de planeamiento e ingeniería de la Compañía Minera VOLCAN S.A.A. realiza los programas mensuales correspondientes, específicamente en la mina Andaychagua.

Tabla 9 Programa mensual de labores.

EJECUTOR	ETAPA	NIVEL	LABOR	Labor de Referencia	Ancho	Alto	Prog. Mensual	
VOLCAN	DESARROLLO	1200	RP_662(+)	RP_661	4.00	4.20	21.00	
		1200	CX_662	RP_662(+)	4.00	4.20	32.00	
		1200	CA_C663	RP_663(+)	4.00	4.00	3.00	
		1200	RP_663(-)	RP_663(+)	4.00	4.20	30.00	
		1200	CA_C664	CA_C663	4.00	4.00	17.00	
		800	RP_1018(-)	RP_1000	4.20	4.00	25.00	
		1300	BP_130	AC_521	4.00	4.20	11.00	
	<b>Total DESARROLLO</b>							<b>139.00</b>
	EXPLORACION	1200	CA_D667	RP_662(+)	4.20	4.20	10.00	
		1200	SN_663_C	RP_663B	5.00	4.50	15.00	
	<b>Total EXPLORACION</b>							<b>25.00</b>
	EXPLOTACION	1200	SN_664	AC_663	5.00	4.50	36.00	
		1200	SN_663_B	AC_663	5.00	4.50	40.00	
		1200	SN_663_A	AC_663	5.00	4.50	45.00	
		1300	SN_313N	AC_313	10.00	4.50	68.00	
		1300	SN_1302	TJ_600 X AC_1302	12.00	5.00	24.00	
		1300	SN_1331W	AC_1331B	8.00	4.50	40.00	
	<b>Total EXPLOTACION</b>							<b>253.00</b>
	PREPARACION	1050	AC_1021	AC_1020	4.00	4.20	18.00	
		1150	AC_560	AC_560	4.00	4.20	6.00	
		1150	AC_571	RP_559(+)	4.00	4.20	18.00	
		1200	AC_663C	RP_663B	4.00	4.20	20.00	
		1200	AC_657	RP_663(-)	4.00	4.20	15.00	
		1200	CA_V601	RP_663(-)	4.20	4.00	20.00	
		1200	AC_669A	RP_662(+)	4.00	4.20	52.00	
		1250	AC_526	BP_052	4.00	4.20	30.00	
		1250	AC_526B	AC_526	4.00	4.20	10.00	
		1250	CA_S055	BP_130	3.50	4.00	5.00	
		1250	CA_V526	AAC_526	4.20	4.00	10.00	
		1300	AC_1304	BP_130	4.00	4.20	9.00	
		1300	CA_B133	BP_130	4.20	4.20	6.00	
	<b>Total PREPARACION</b>							<b>219.00</b>
	<b>Total VOLCAN</b>							<b>636.00</b>

## 4.2.2 CONTROL Y DISEÑO DE LOS PARÁMETROS PARA LA OPTIMIZACIÓN DE LA PERFORACION Y VOLADURA EN LA ZONA DE PROFUNDIZACION.

### 4.2.2.1 Descripción de las labores de desarrollo.

El fundamento de su ejecución de las rampas y by pass mencionados donde van con dirección a los clavos mineralizados y que han sido reconocidos y comprobados su continuidad mediante las perforaciones de diamantina.

El desarrollo de estas labores es fuera de las estructuras mineralizadas lo que significa situarse en proyección de estas para su futura preparación y explotación de la mina Andaychagua.

Una vez culminada el trabajo permitirá el acceso a las diferentes labores y que estos son con la finalidad de:

- Mayor velocidad para la realización de todas las actividades mineras.
- Facilidad y flexibilidad para el ingreso de equipos apropiados para la minería mecanizada.
- Incremento de la producción a nivel de la mina Andaychagua.

#### ***4.2.2.2 Descripción de las labores de Explotación.***

Lugar donde explotan y extraen los minerales de interés económico.

Dependiendo si el yacimiento se encuentra localizado en roca dura o roca blanda, se usará previamente, perforación y voladura para su extracción a superficie.

#### ***4.2.2.3 Alcance del proyecto.***

Las labores mencionadas cumplirán una función primordial en el desarrollo de la presente tesis.

#### ***4.2.2.4 Turnos de trabajo.***

Los trabajos se realizan en turnos de 12 horas cada guardia, considerándose efectiva 10:30 horas cada una de ellas.

De acuerdo a ello se elabora escenarios de trabajo para el cálculo de ciclo de trabajo.

### **4.2.3 APLICACIÓN DE PARAMETROS DE LA MEZCLA EXPLOSIVA GASIFICABLE EN MINA.**

#### ***4.2.3.1 Controles de calidad.***

Para garantizar el óptimo performance del explosivo se realiza controles tanto en el laboratorio y en el campo:

- **Controles en laboratorio:** Se hacen mediciones de temperatura, viscosidad, pH, tiempo de reacción y medición de densidad.
- **Controles en campo:** Se realizan controles desde el inicio del carguío: con el control de carga, medida del esponjamiento (gasificación de la mezcla), toma de tiempo del esponjamiento y monitoreo de resultados.

#### 4.2.3.2 Densidad del explosivo.

Antes de iniciar la operación de carguío se controló las densidades iniciales, así también durante el proceso de gasificación in situ de la emulsión, la densidad final dependerá de la cantidad de reactivos que se mezclan con la emulsión lo que varía de acuerdo con el reactivo sensibilizador, acidez de la emulsión y temperatura.

Gráfico N° 1 Control de densidad in situ.



#### 4.2.3.3 Proceso de gasificación del explosivo.

La densidad promedio con la que se trabajó el Quantex sub fue 1.03 gr. /cm<sup>3</sup>; sin embargo, en los taladros del arranque fue 1.14 gr. /cm<sup>3</sup>; en las ayudas 1.04 gr. /cm<sup>3</sup> y en los taladros de contorno fue 0.91 gr. /cm<sup>3</sup>.

Gráfico N° 2 Densidad Quantex.

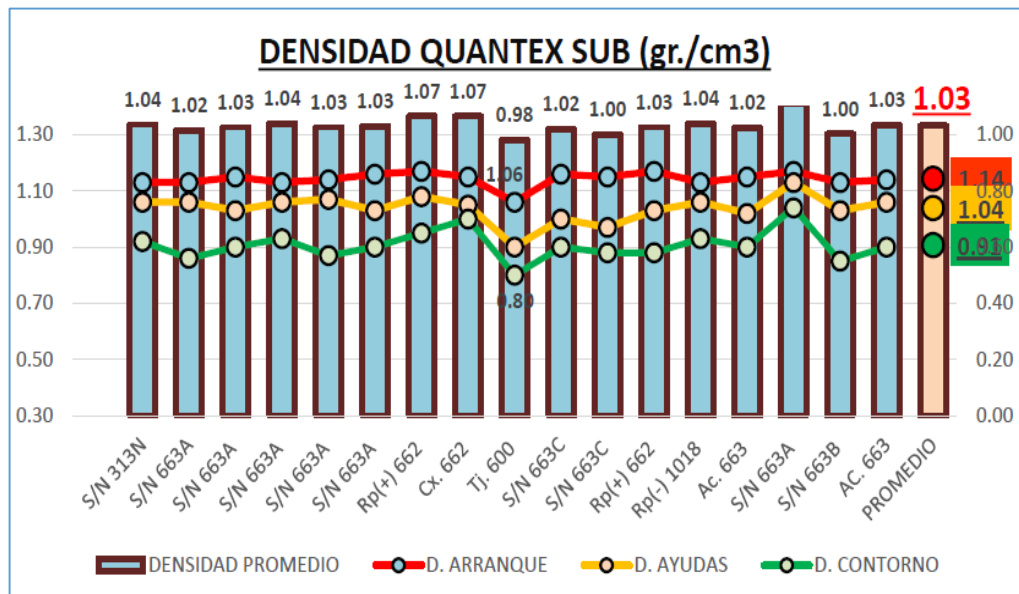
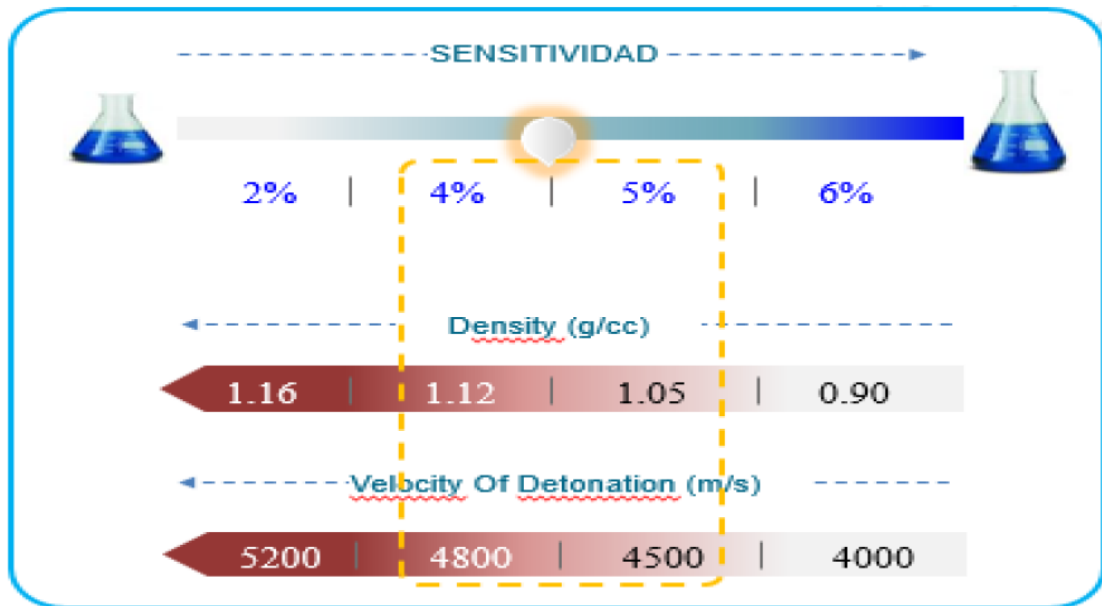


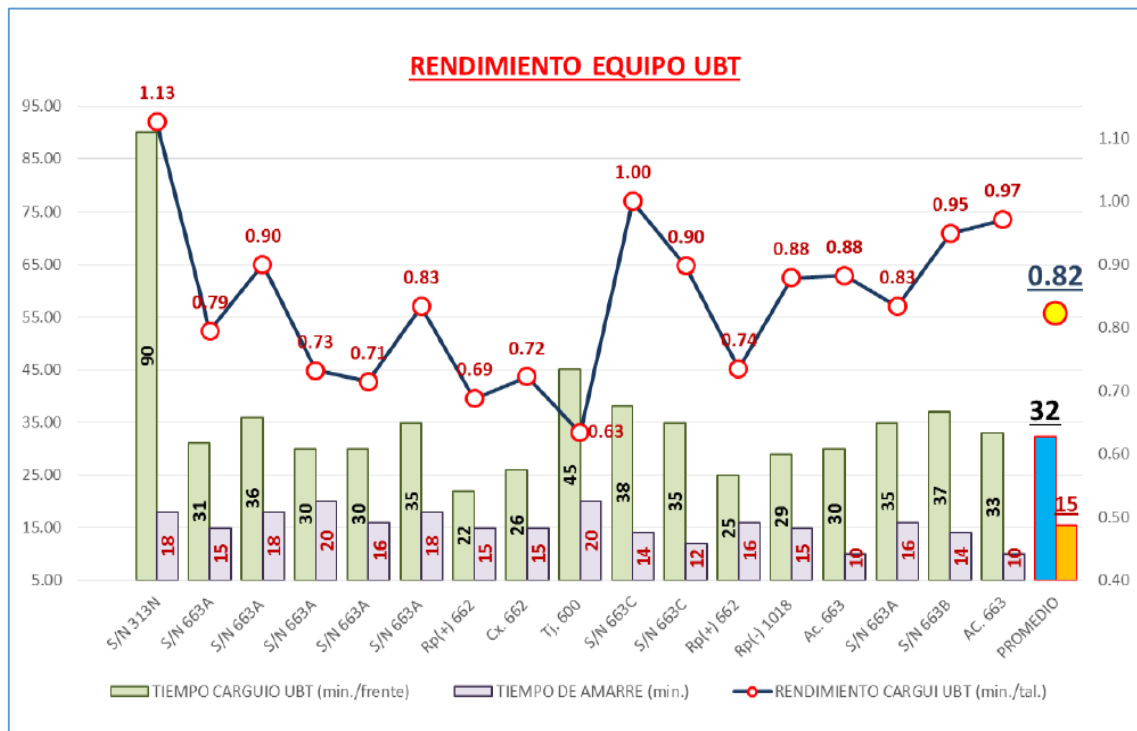
Gráfico N° 3 VOD por densidad variable.



**4.2.4 EQUIPO UBT Y SU RENDIMIENTO APLICANDO EL QUANTEX SUB.**

El rendimiento del UBT es 0.82 min. /taladro que corresponde entre el bombeo del producto más introducir, limpiar, sacar y cambiar la manguera del taladro. El tiempo promedio de carguío de una labor es 32 minutos/labor.

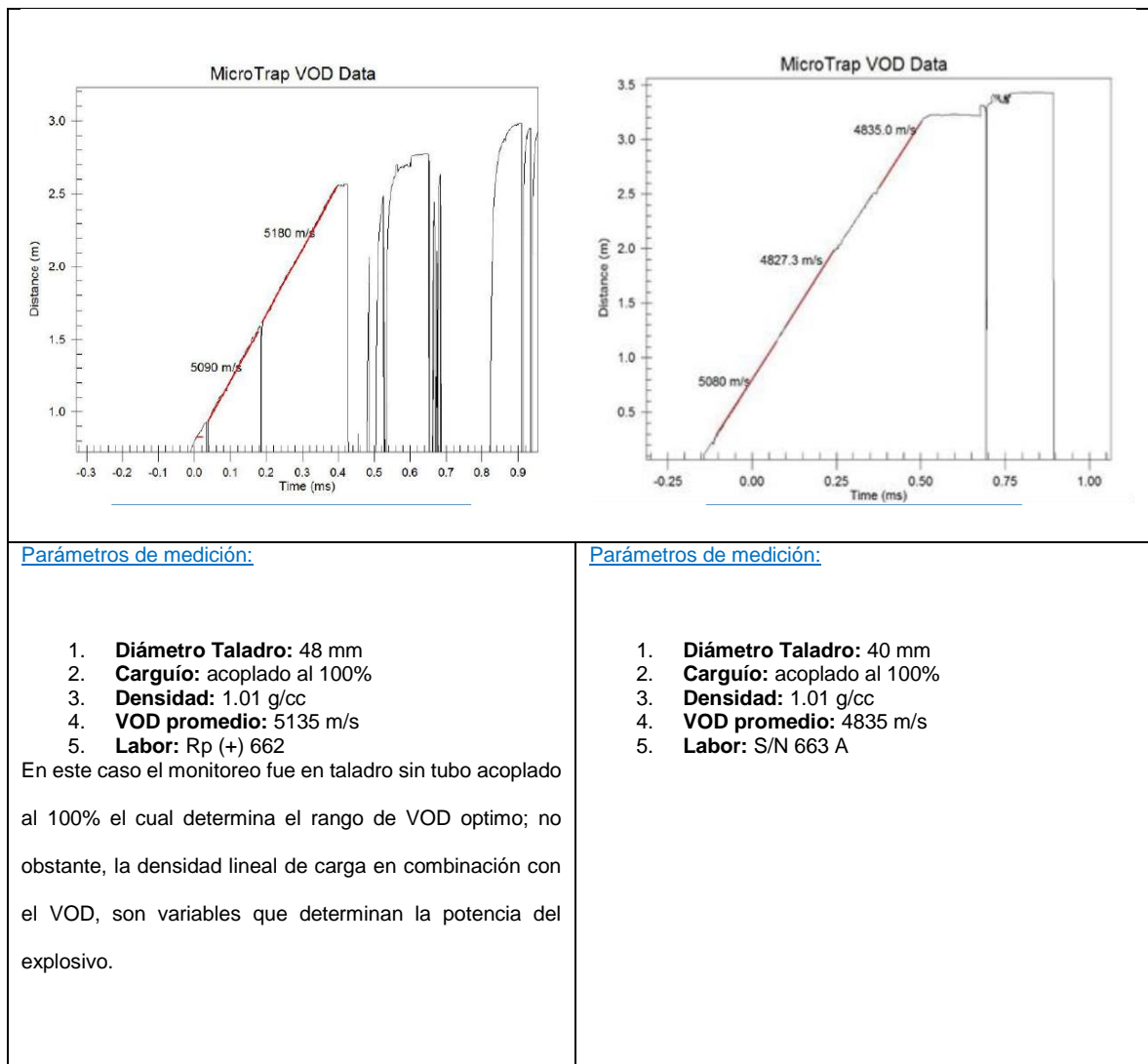
Gráfico N° 4 Rendimiento del equipo UBT.



#### 4.2.5 RENDIMIENTO DEL QUANTEX EN FUNCIÓN AL DIÁMETRO DE TALADRO.

La VOD del Quantex Sub a una densidad de 1.01 gr/cc a un diámetro de 48 mm con acoplamiento de explosivo a 100% la VOD es 5135 m/s. La VOD del Quantex Sub a una densidad de 1.10 gr/cc a un diámetro de 40 mm con acoplamiento de explosivo a 100% la VOD es 4835 m/s.

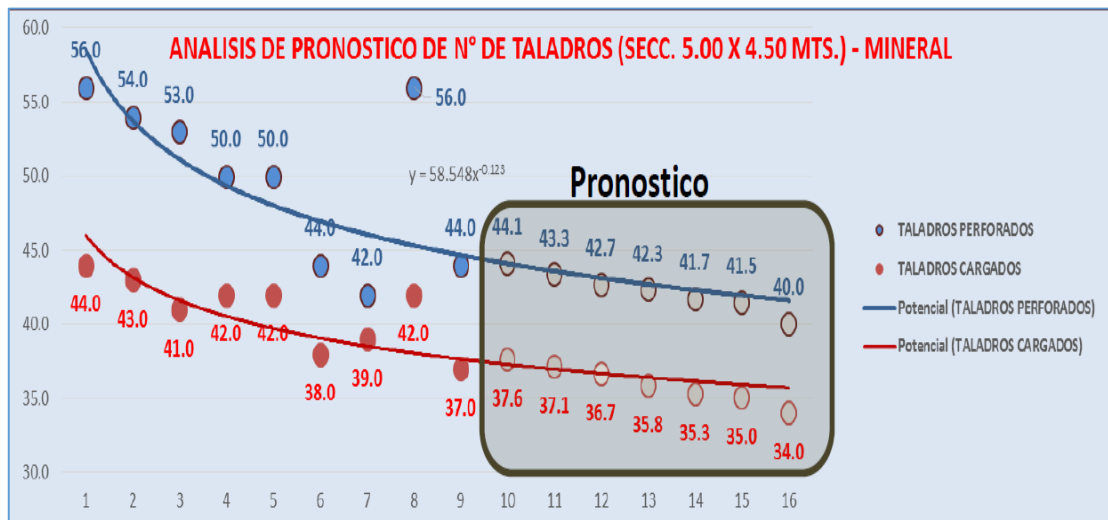
Gráfico N° 5 Evaluación de la VOD en el taladro.



#### 4.2.6 REDUCCIÓN DE NÚMEROS DE TALADROS USANDO QUANTEX SUB.

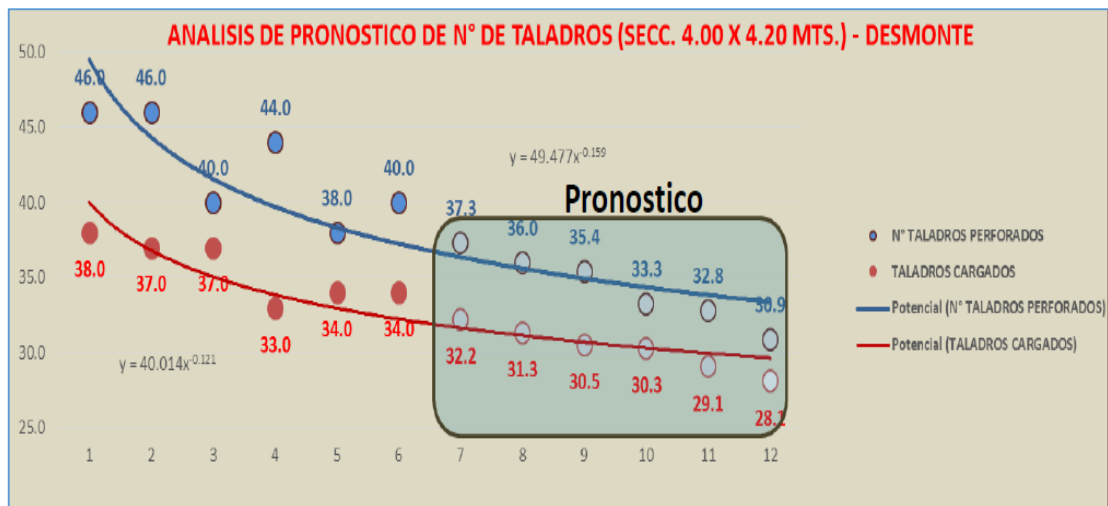
En labores de sub nivel con sección 5.00 x 4.50, se inició con 56 taladros perforados y 44 taladros cargados, pero usando Quinex se fue reduciendo hasta 44 taladros perforados y 37 taladros cargados. Sin embargo, el pronóstico indica de acuerdo al grafico que se puede bajar aún más taladros.

Gráfico N° 6 Análisis de pronóstico de taladros perforados en labores de Mineral.



En labores de desmonte con sección 4.00 x 4.20, se inició con 46 taladros perforados y 38 taladros cargados, pero usando Quantex se fue reduciendo hasta 40 taladros perforados y 34 taladros cargados. Sin embargo, el pronóstico indica de acuerdo al grafico se puede bajar aún más taladros.

Gráfico N° 7 Análisis de pronóstico de taladros perforados en labores de Desmonte.



#### 4.2.7 OPTIMIZACIÓN DEL TIEMPO EN EL PROCESO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.

En perforación se tiene un rendimiento de 2.93 min/taladro; en una labor habitual el tiempo promedio de perforación es 149.43 minutos por labor. Por reducir

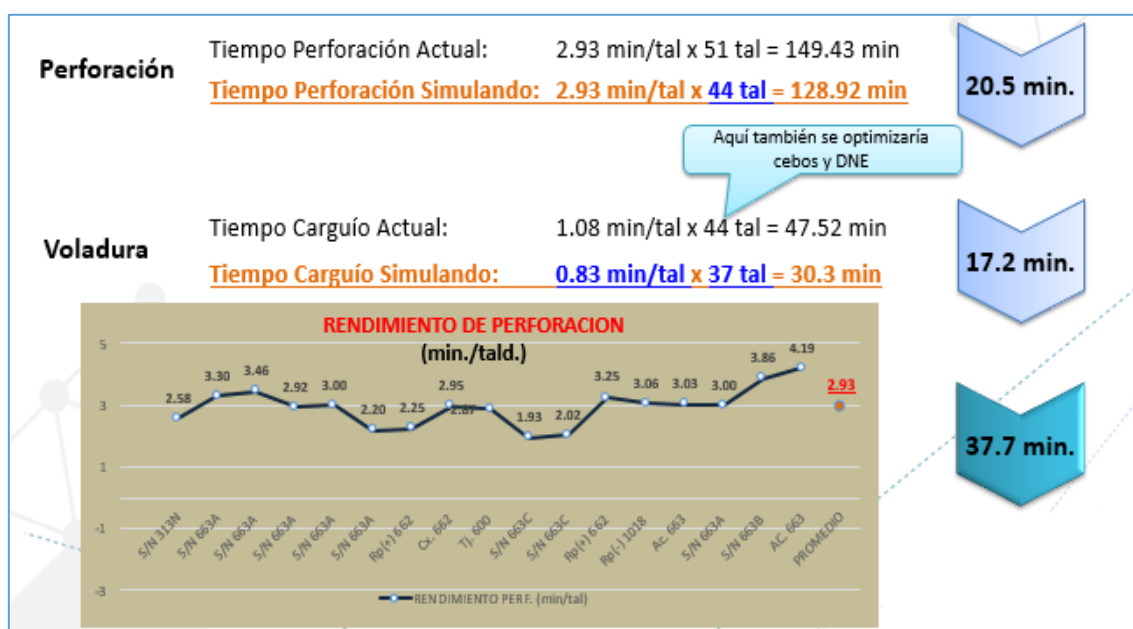


números de taladros para el Quantex se optimiza a 128.9 minutos por labor; obteniendo 20.5 minutos de ahorro por cada labor.

En voladura el carguío de una labor habitual es 47.52 minutos por labor, pero usando el UBT y Quantex el tiempo se optimiza a 30.3 min/labor, obteniendo 17.2 minutos de ahorro.

El tiempo de ahorro entre perforación y voladura reduciendo el número de taladros es 37.7 minutos aproximadamente por cada labor.

Gráfico N° 8 Optimización de tiempos de perforación y voladura.



#### 4.2.8 EVALUACIÓN BENEFICIO – ECONÓMICO.

Una reducción del factor de potencia en 17% de variación en promedio involucra un ahorro de US\$. 0,043 US\$/Tn rotas. Factores permiten proyectar un ahorro anual de US\$ 3 024 000,00 (50% de sustitución del actual explosivo), sin considerar la ampliación de mallas.

Para realizar la simulación económica se calculó con precios y costos referenciales del mercado. Tomando el avance de la línea de base con respecto a lo logrado con el Quantex el beneficio económico por avance la simulación sería 49658.00 \$/mes. Por reducción de números de taladros el beneficio económico

seria 36160.00 \$/mes y por precio del explosivo el beneficio seria \$ 8753.00 \$/mes.

La suma del beneficio económico mensual ascendería a **94571 \$/mensual**.

Tabla 10 Beneficio total aplicando el Quantex.

EFICIENCIA EN LOS AVANCES DESMONTE		LINEA BASE	QTX SUB - Jul/18
AVANCE POR DISPARO	ml/disp	3.3	3.66
DIFERENCIA	ml/disp		0.36
NÚMERO DE DISPAROS (Quantex Sub) PROMEDIO			236
AVANCE (EXSA)	m		863.76
AVANCE (LB)	m		778.8
DIFERENCIA DE AVANCE	m		85.0
PRECIO UNITARIO USD/ml	440		\$ 37,382.4
<b>Beneficio Económico (USD/mes)</b>			<b>\$ 49,658.4</b>
EFICIENCIA EN LOS AVANCES MINERAL		LINEA BASE	QTX SUB - Jul/18
AVANCE POR DISPARO	ml/disp	3.3	3.66
DIFERENCIA	ml/disp		0.36
NÚMERO DE DISPAROS (Quantex Sub) PROMEDIO			55
AVANCE (EXSA)	m		201.3
AVANCE (LB)	m		181.5
DIFERENCIA DE AVANCE	m		19.8
PRECIO UNITARIO USD/ml	620		\$ 12,276.0
<b>Beneficio Económico (USD/mes)</b>			<b>\$ 49,658.4</b>
REDUCCION DE TALADROS PERFORADOS		ACTUAL	QTX SUB - Jul/18
Longitud de perforacion		3.8	
N° Taladros		58	53.0
metros perf. / Disp. (mts.)		220.4	201.4
Costo Perf. / Disp. (\$/disp.)		1441.416	1317.2
N° Disparos		291	291
Costo perf. Proyectado / mes (\$)		419452.1	383292.4
<b>Costo de Limpieza y Transporte (USD/mes)</b>			<b>\$ 36,160</b>
REDUCCION DE EXPLOSIVOS		ACTUAL	QTX SUB - Jul/18
Kilos explosiv. / Disp. (Secc. 5x4.5)		117	158.0
Costo Explos. / disp. (secc. 5X4.5)		180.18	150.1
Costo Explos. Proyectado / mes (\$)		52432.38	43679.1
<b>Costo de Limpieza y Transporte (USD/mes)</b>			<b>\$ 8,753</b>
BENEFICIO TOTAL		QTX SUB - Jul/18	
EFICIENCIA EN LOS AVANCES		\$	49,658.4
REDUCCION DE TALADROS PERFORADOS		\$	36,159.7
REDUCCION DE EXPLOSIVOS		\$	8,753.3
<b>BENEFICIO ECONOMICO TOTAL (USD/MES)</b>		<b>\$</b>	<b>94,571.3</b>

\$/mts (aceros)	0.74
\$/mts (mano obra +equipo)	5.80
\$/mts (acero + mano obra +equipo)	6.54
metros programados /mes.	1880
avance por disparo (mts/disp.)	3.5
Costo referencial Emulsion Encart.	1.54
Costo referencial Emulsion QTX	0.95

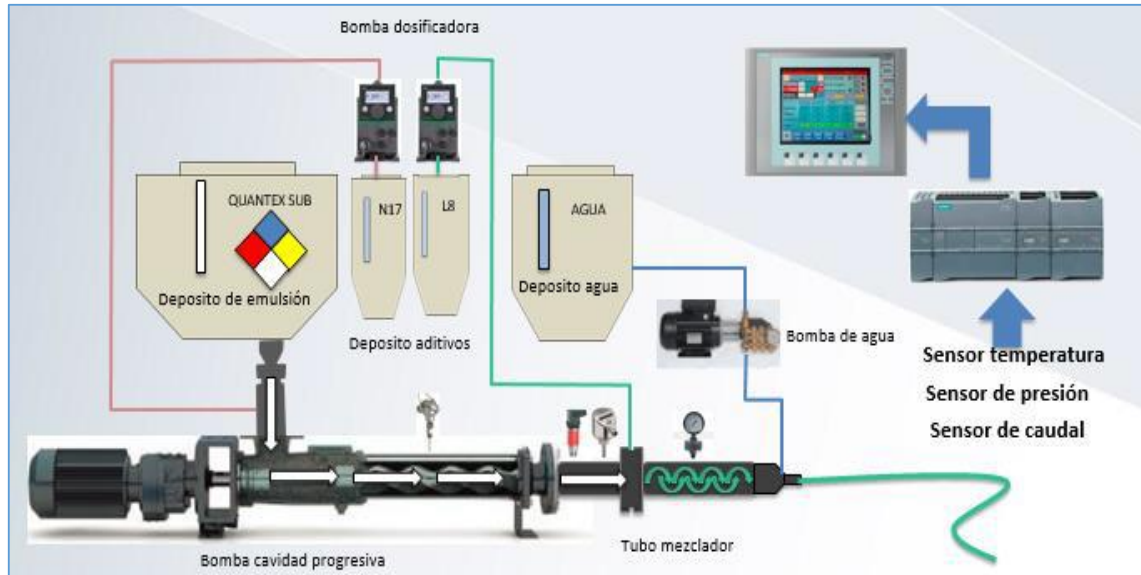
#### 4.2.9 SEGURIDAD Y CONFIABILIDAD EN EL USO DEL EQUIPO UBT Y QUANTEX.

El equipo está diseñado para trabajar con su propia fuente de poder con voltaje de 24V DC por medio de un motor eléctrico que a su vez da movimiento a una bomba de cavidad progresiva el cual se encarga del bombeo del producto QUANTEX SUB.

El equipo es controlado por un PLC, donde se monitorea una serie de sensores como: temperatura de producto, presión de producto, caudal de producto y velocidad de bombeo, además cuenta con bombas dosificadoras las cuales se

encargan de inyectar el aditivo dosificante en cantidades exactas según se requiera el punto a gasificar obteniendo confiabilidad y seguridad durante el proceso.

*Figura N° 29 Sistema de trabajo del equipo UBT.*



Cuenta con sistemas y controles de seguridad como:

- **Sensor de Temperatura.** Un sensor de temperatura Pt100 conectado a un transmisor/indicador instalado en el gabinete de fuerza. Este transmisor/indicador provee la condición de temperatura del producto en tiempo real a su vez bloquea el funcionamiento del equipo al superar la temperatura máxima programada por en el módulo PLC. (Temperatura con la que trabaja el UBT es 40 °C máximo).
- **Sensor de presión.** Un transmisor de presión con diafragma flush de frente lavable en acero inoxidable el cual mide la presión de bombeo de producto. Este sensor bloqueara el equipo al superar la presión máxima programada por el módulo PLC. (El equipo trabaja a 20 psi en promedio).
- **Sensor de caudal.** Un sensor de caudal calométrico el cual monitorea el flujo no flujo del producto a bombear este sensor de no detectar flujo durante un

máximo de 5 segundos bloqueara el funcionamiento del equipo. Por medio del módulo PLC.

### 4.3 PRUEBA DE HIPÓTESIS.

#### 4.3.1 PRUEBA DE LA HIPÓTESIS GENERAL

- a) La aplicación de nuevas técnicas en el proceso de perforación y voladura, permitió mejorar los avances lineales de la zona de profundización de la mina Andaychagua.

Tabla 11 Eficiencia de la voladura antes de los cambios.

LÍNEA BASE										
Labor	Nivel	Sección	Long. De Barra (ft)	Perforación Efectiva (m)	Explosivo (Kg)	Avance Objetivo (m)	Avance Real (m)	Ancho (m)	Altura (m)	Eficiencia de Disparo (%)
AC 526	1250	4.00 x 4.20	14	3.85	98.50	3.85	3.150	4.82	4.51	81.82
SN 265E	1225	5.00 x 4.50	14	3.85	100.00	3.85	3.200	5.35	4.40	83.12
AC 668	1200	4.00 x 4.20	14	3.85	100.80	3.85	3.400	4.23	4.32	88.31
CA B 662	1200	4.00 x 4.20	14	3.85	98.20	3.85	3.180	4.58	4.60	82.60
RP 668	1200	4.00 x 4.20	14	3.85	101.80	3.85	3.150	4.38	4.32	81.82
SN 310	1300	10.00 x 5.00	12	3.30	218.50	3.30	2.700	9.80	5.00	81.82
SN-669E	1200	5.00 x 4.50	14	3.85	167.00	3.85	3.100	5.40	4.80	80.52
RP 1020(-)	1050	4.00 x 4.20	14	3.85	103.00	3.85	3.210	4.20	4.30	83.38
SN 663 B	1200	5.00 x 4.50	14	3.85	112.50	3.85	3.630	5.34	4.60	94.29
SN 1322	1250	8.00 x 4.50	14	3.85	130.00	3.85	3.600	8.40	4.60	93.51
							3.23	5.65	4.55	85.12

Tabla 12 Eficiencia de la voladura después de los cambios

OPTIMIZACIÓN DE DISPAROS										
Labor	Nivel	Sección	Long. De Barra (ft)	Perforación Efectiva (m)	Avance Objetivo (m)	Avance Real (m)	Ancho (m)	Altura (m)	Eficiencia de Disparo (%)	
SN 313N	1200	10.00 x 4.50	12	3.30	3.30	3.15	10.82	4.51	95.45	
SN 663 A	1200	5.00 x 4.50	14	3.85	3.85	3.45	5.35	4.59	90.80	
RP 662(+)	1200	4.00 x 4.20	14	3.85	3.85	3.70	4.23	4.32	96.10	
CX 662	1200	4.00 x 4.20	12	3.30	3.30	3.18	4.39	4.33	96.36	
AC 663	1200	4.00 x 4.20	14	3.85	3.85	3.60	4.38	4.32	93.51	
SN 1302	800	12.00 x 5.00	14	3.85	3.85	4.08	12.50	5.00	104.63	
SN 663 C	1300	5.00 x 4.50	14	3.85	3.85	3.65	5.20	4.60	94.81	
RP 1018(-)	1200	4.00 x 4.20	12	3.30	3.30	3.21	4.46	4.30	97.27	
SN 663 B	1200	5.00 x 4.50	14	3.85	3.85	3.63	5.34	4.60	93.10	
SN 1331W	1300	8.00 x 4.50	14	3.85	3.85	3.57	8.20	4.50	92.73	
						3.52	6.49	4.51	95.48	

Tabla 13 Eficiencia de la voladura antes y después de los cambios

ACTIVIDAD	EFICIENCIA DEL DISPARO (%)	AVANCE POR DISPARO (m.)	AVANCE MENSUAL (m.)
ANTES	85.12%	3.23	452.2
DESPUES	95.48%	3.52	492.8
DIFERENCIA	10.36%	0.29	40.60

### 4.3.2 RESULTADOS OBTENIDOS REFERENTE A LA EFICIENCIA DE VOLADURA ANTES Y DESPUES DE LOS CAMBIOS EN LAS LABORES.

#### 4.3.2.1 Rendimiento de avance.

Se realizó 11 disparos con perforaciones de 14 pies (perforación efectiva 3.85 mts); el resultado de rendimiento de avance es 3.64 mts por disparo con una eficiencia de disparo de 94.6%. La línea de base para esta perforación actualmente está en 3.30 mts/disparo.

También se realizó 6 disparos con perforaciones de 12 pies (perforación efectiva 3.30 mts); el resultado de rendimiento para esta perforación es 3.21 mts por disparo, con una eficiencia de disparo de 7.2%.

Gráfico N° 9 Rendimiento de avance para barras de 14 pies.

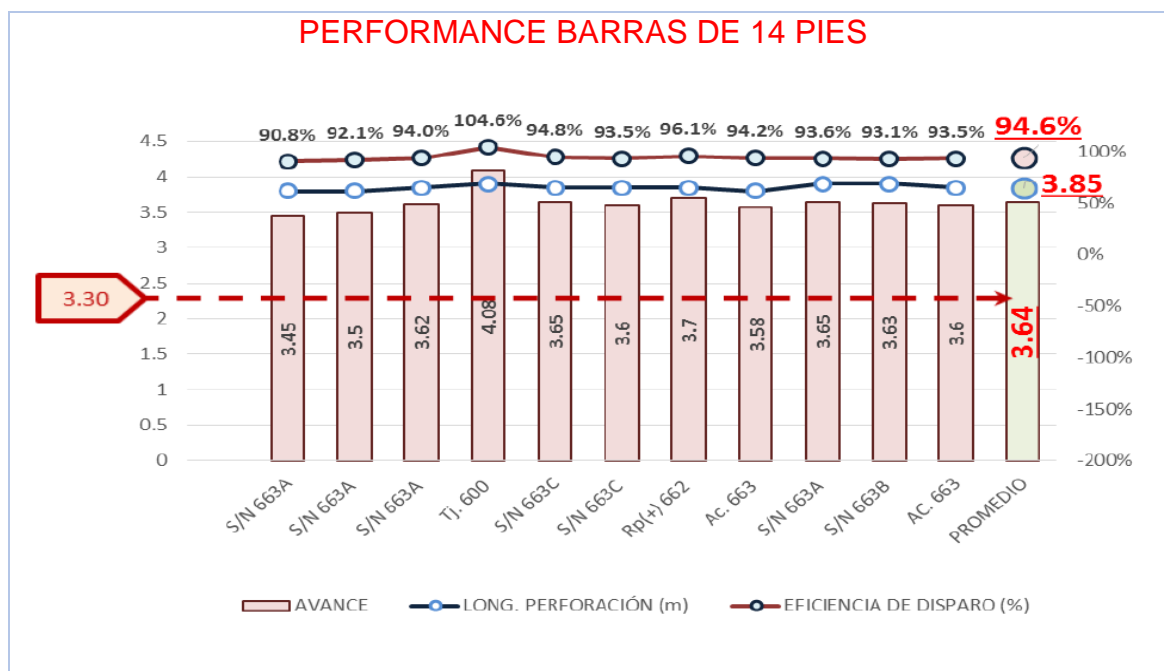
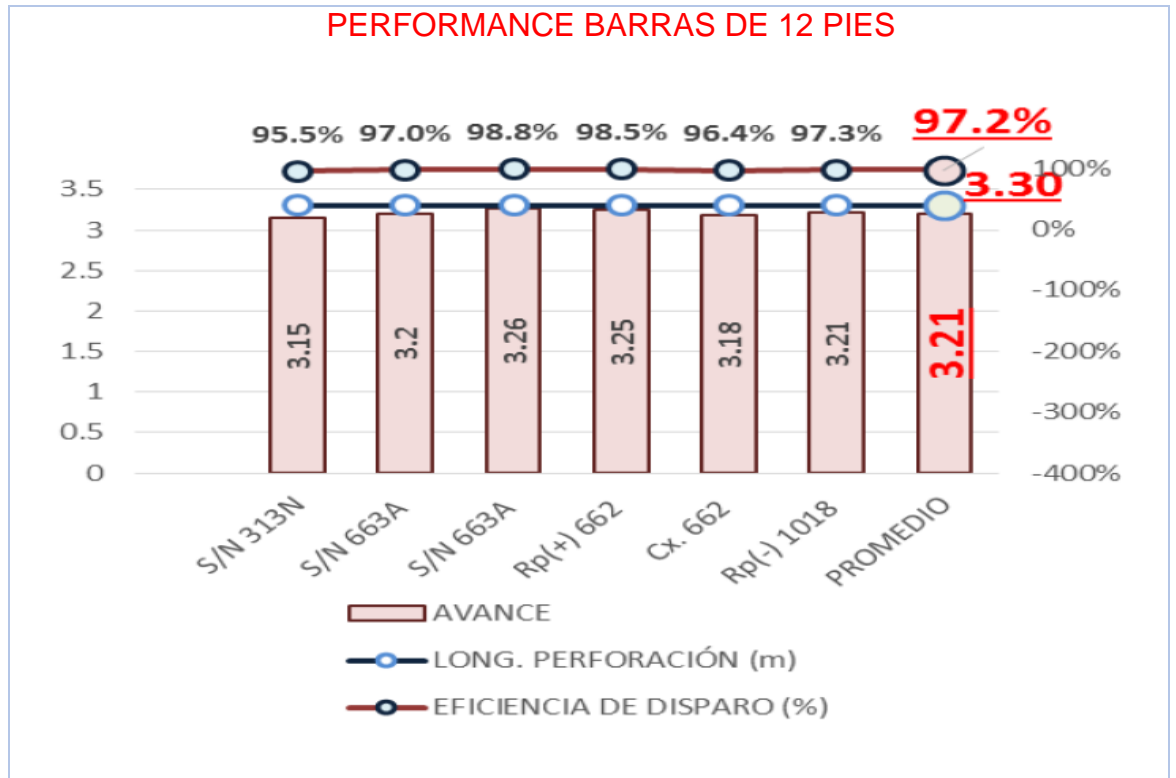


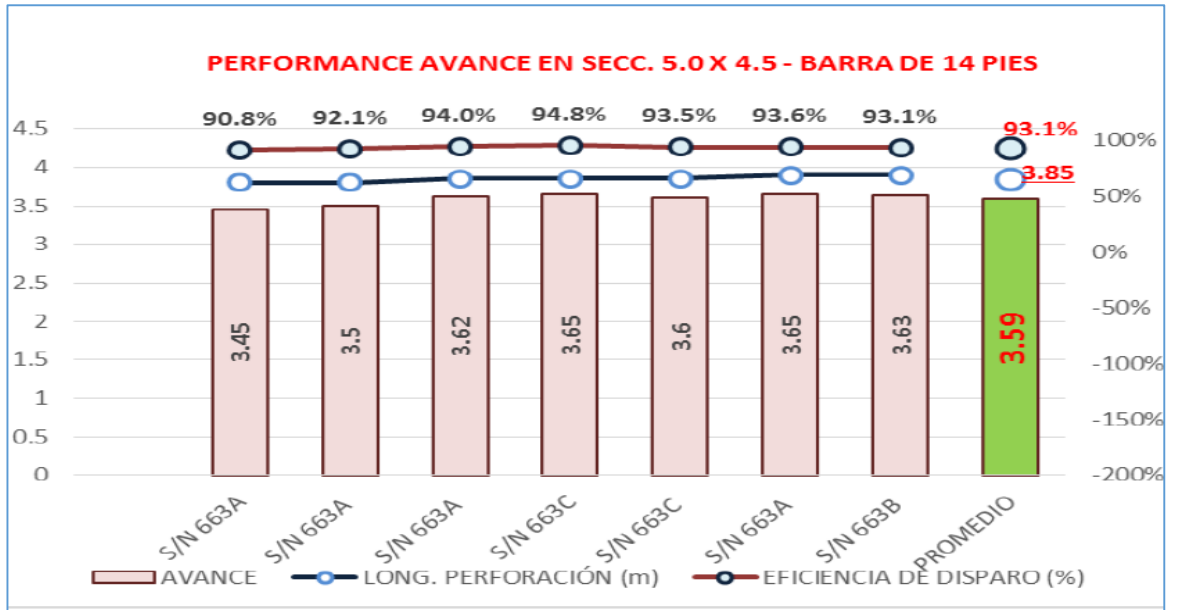
Gráfico N° 10 Rendimiento de avance para barras de 12 pies.



#### 4.3.2.2 Rendimiento de avance en labores sub nivel secc. 5.0 x 4.5 mts.

Para estas labores de sub nivel las perforaciones con barra de 14 pies y sección 5.0 x 4.5 mts, se realizó 7 pruebas de voladura con el Quantex Sub y el promedio es 3.59 mts/disparo de una perforación efectiva 3.85 mts, la eficiencia de disparo es 93.1%.

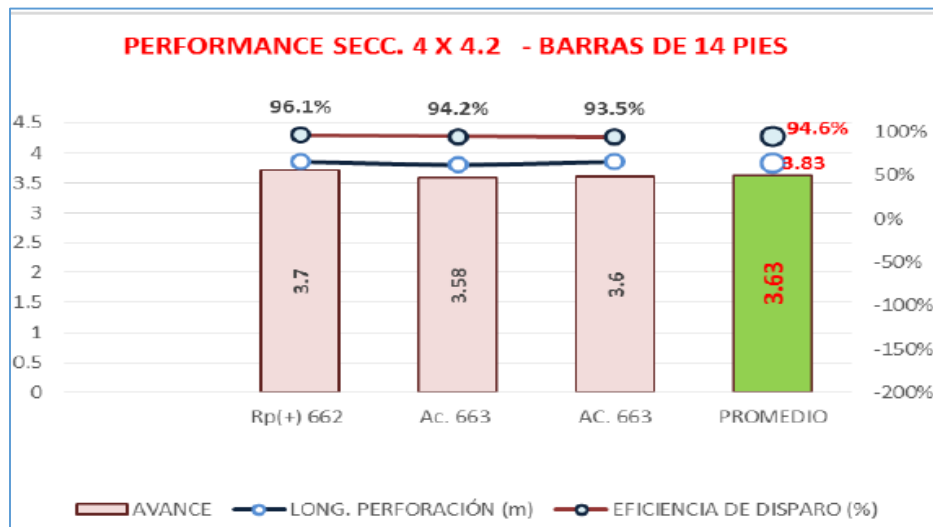
Gráfico N° 11 Rendimiento de avance en labores de sección 5.0 x 4.5



**4.3.2.3 Rendimiento de avance en rampa/accesos secc, 4.0 x 4.2 mts.**

En estas labores de rampa y acceso las perforaciones con barras de 14 pies y sección 4.0 x 4.2 mts, se realizó 3 pruebas de voladura el promedio en estas labores es 3.63 mts/disparo de una perforación efectiva 3.85 mts, la eficiencia de disparo es 94.6%.

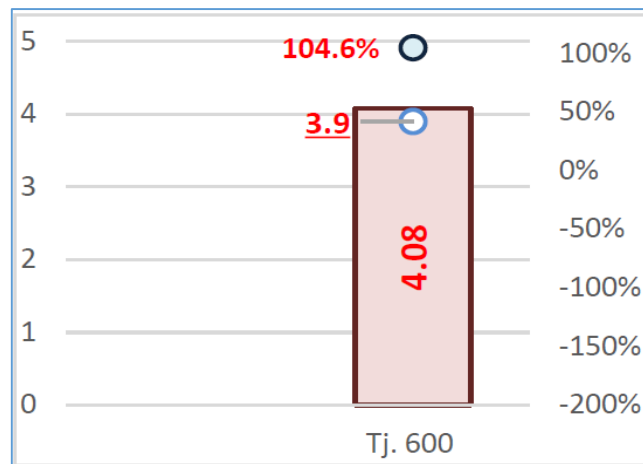
Gráfico N° 12 Rendimiento de avance en labores de sección 4.0 x 4.2



#### 4.3.2.4 Rendimiento de avance en tajeos secc. 12.0 x 5.0 mts.

En labor de tajeo con perforación de 14 pies y sección 12.0 x 5.0 mts, se realizó 1 prueba, el resultado de esta labor es 4.08 mts de una perforación efectiva 3.90 mts, la eficiencia de disparo es 104.6% en una roca suave.

Gráfico N° 13 Rendimiento de avance en labores de sección 12.0 x 5.0



#### 4.3.2.5 Eficiencia de disparo.

Tabla 14 Eficiencia de la voladura antes de los cambios.

LÍNEA BASE										
Labor	Nivel	Sección	Long. De Barra (ft)	Perforación Efectiva (m)	Explosivo (Kg)	Avance Objetivo (m)	Avance Real (m)	Ancho (m)	Altura (m)	Eficiencia de Disparo (%)
AC_526	1250	4.00 x 4.20	14	3.85	98.50	3.85	3.150	4.82	4.51	81.82
SN_265E	1225	5.00 x 4.50	14	3.85	100.00	3.85	3.200	5.35	4.40	83.12
AC_668	1200	4.00 x 4.20	14	3.85	100.80	3.85	3.400	4.23	4.32	88.31
CA_B_662	1200	4.00 x 4.20	14	3.85	98.20	3.85	3.180	4.58	4.60	82.60
RP_668	1200	4.00 x 4.20	14	3.85	101.80	3.85	3.150	4.38	4.32	81.82
SN_310	1300	10.00 x 5.00	12	3.30	218.50	3.30	2.700	9.80	5.00	81.82
SN-669E	1200	5.00 x 4.50	14	3.85	167.00	3.85	3.100	5.40	4.80	80.52
RP_1020(-)	1050	4.00 x 4.20	14	3.85	103.00	3.85	3.210	4.20	4.30	83.38
SN_663_B	1200	5.00 x 4.50	14	3.85	112.50	3.85	3.630	5.34	4.60	94.29
SN_1322	1250	8.00 x 4.50	14	3.85	130.00	3.85	3.600	8.40	4.60	93.51
							3.23	5.65	4.55	85.12



Tabla 15 Eficiencia de la voladura después de los cambios.

OPTIMIZACIÓN DE DISPAROS									
Labor	Nivel	Sección	Long. De Barra (ft)	Perforación Efectiva (m)	Avance Objetivo (m)	Avance Real (m)	Ancho (m)	Altura (m)	Eficiencia de Disparo (%)
SN_313N	1200	10.00 x 4.50	12	3.30	3.30	3.15	10.82	4.51	95.45
SN_663_A	1200	5.00 x 4.50	14	3.85	3.85	3.45	5.35	4.59	90.80
RP_662(+)	1200	4.00 x 4.20	14	3.85	3.85	3.70	4.23	4.32	96.10
CX_662	1200	4.00 x 4.20	12	3.30	3.30	3.18	4.39	4.33	96.36
AC_663	1200	4.00 x 4.20	14	3.85	3.85	3.60	4.38	4.32	93.51
SN_1302	800	12.00 x 5.00	14	3.85	3.85	4.08	12.50	5.00	104.63
SN_663_C	1300	5.00 x 4.50	14	3.85	3.85	3.65	5.20	4.60	94.81
RP_1018(-)	1200	4.00 x 4.20	12	3.30	3.30	3.21	4.46	4.30	97.27
SN_663_B	1200	5.00 x 4.50	14	3.85	3.85	3.63	5.34	4.60	93.10
SN_1331W	1300	8.00 x 4.50	14	3.85	3.85	3.57	8.20	4.50	92.73
						<b>3.52</b>	<b>6.49</b>	<b>4.51</b>	<b>95.48</b>

La eficiencia de disparo logrado con el Quantex Sub es 95.5%, sin embargo, en la actualidad se tiene 88% de eficiencia de disparo como línea de base.

Gráfico N° 14 Porcentaje de eficiencia logrado con el uso del Quantex.

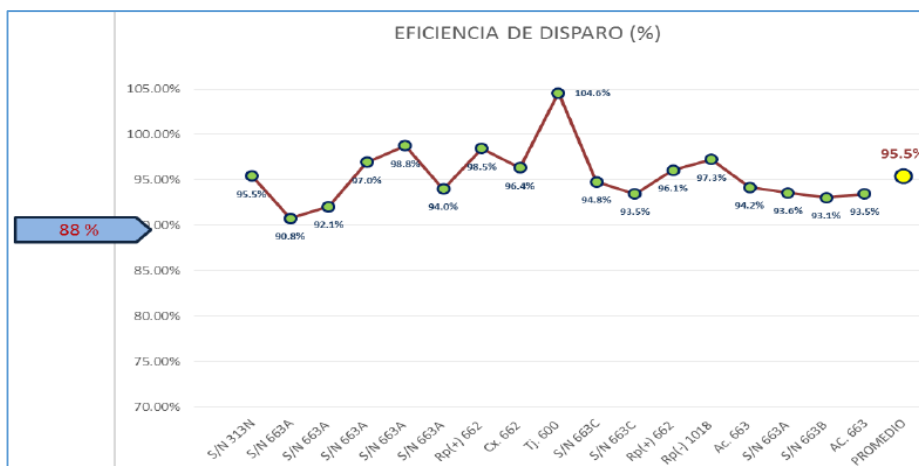


Tabla 16 Evaluación de la eficiencia: Antes y después de los cambios.

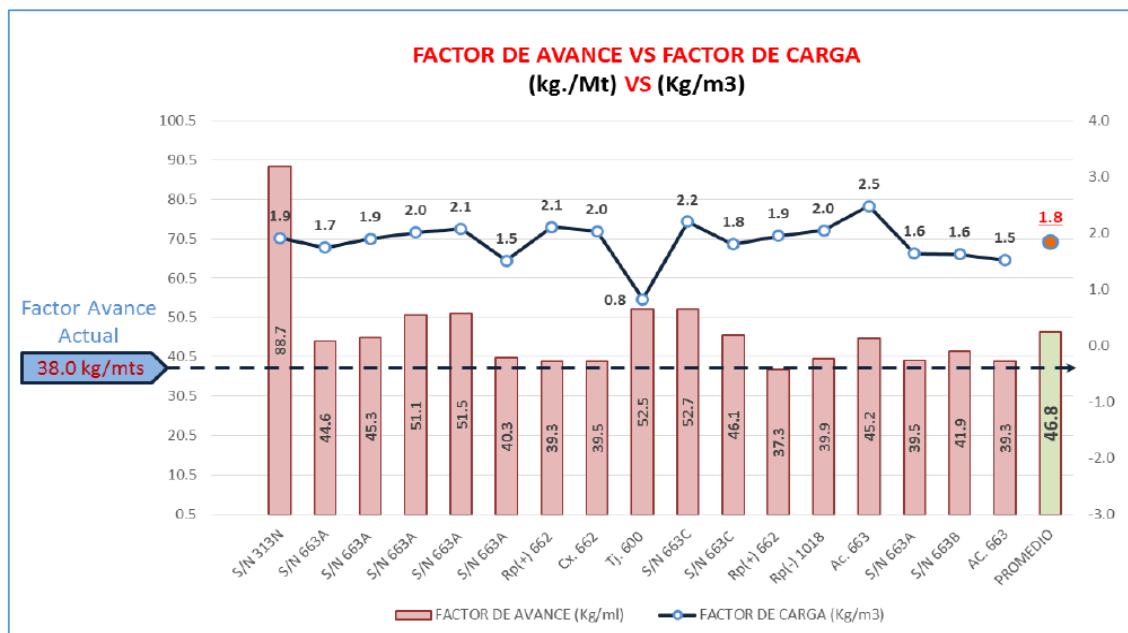
ACTIVIDAD	EFICIENCIA DEL DISPARO (%)	AVANCE POR DISPARO (m.)	AVANCE MENSUAL (m.)
ANTES	85.12%	3.23	452.2
DESPUES	95.48%	3.52	492.8
DIFERENCIA	10.36%	0.29	40.60

4.3.2.6 Factor de avance y factor de carga.

El factor de avance alcanzado con el Quantex Sub es 46.8 kg/mts. Sin embargo, la línea base del factor de avance es 38.8 kg/mts.

Así también el factor de carga usando el Quantex Sub es 1.8 kg/m<sup>3</sup>; en el Tj 600 se logró reducir a 0.8 kg/m<sup>3</sup>; y como línea base actual es 1.7 kg/m<sup>3</sup>, tal como muestra el grafico.

Gráfico N° 15 Factor de avance y factor de carga logrado con el uso del Quantex.



### 4.3.3 VALIDACIÓN DE LA HIPÓTESIS ESPECIFICA

- a) Con la implementación del uso de la emulsión bombeable gasificada Quantex Sub en la U.P. Andaychagua, se disminuirá los costos operativos en la profundización de la mina Andaychagua.

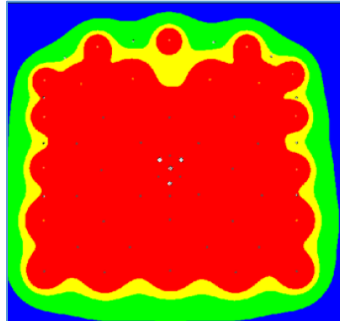
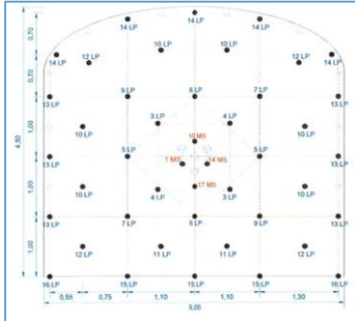
#### 4.3.3.1 Análisis y rediseño de la malla de perforación y voladura.

Se realizó el análisis de la malla de perforación y voladura actual; en labores de 5.00 x 4.50 mts. roca regular, este diseño actual el número de taladros perforados es 58 taladros (44 taladros cargados).

Para el uso del Quantex Sub se rediseño la malla para esta misma sección, logrando reducir a 53 taladros perforados (40 taladros cargados). El rediseño se

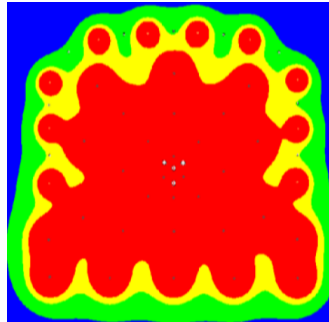
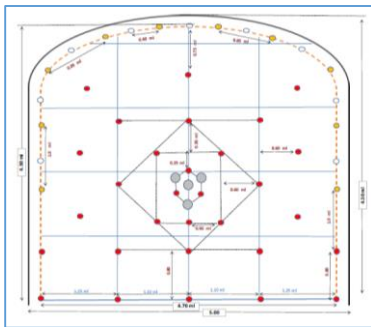
realizó con el soporte de una respuesta sísmica con Instaltel y análisis de energía con el JKSimblast.

**MALLA ACTUAL PARA UNA SECC. 5.00 X 4.50 – ROCA REGULAR**



<b>N° Taladros Cargados</b>	<b>44</b>
<b>N° Taladros Alivios de Corona</b>	<b>10</b>
<b>N° Taladros Rimados</b>	<b>4</b>
<b>Total Taladros Perforados</b>	<b>58</b>

**MALLA QUANTEX SUB PARA UNA SECC. 5.00 X 4.50 – ROCA REGULAR**



<b>N° Taladros Cargados</b>	<b>40</b>
<b>N° Taladros Alivios de Corona</b>	<b>9</b>
<b>N° Taladros Rimados</b>	<b>4</b>
<b>Total Taladros Perforados</b>	<b>53</b>

### 4.3.3.2 Evaluación del consumo y costo de explosivos.

Tabla 17 Características del Emulnor.

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE LA EMULSIÓN									
ESPECIFICACIONES TÉCNICAS:	UNID.	EMULNOR			DINAMITA PULVERULENTA	DINAMITA SEMIGELATINA			DINAMITA GELATINA
		1000	3000	5000	65	45	65	80	75
DENSIDAD RELATIVA	g/cm <sup>3</sup>	1.13	1.14	1.16	1.12	1.14	1.16	1.2	1.26
VELOCIDAD DE DETONACIÓN *	m/s	5800	5700	5500	5200	5200	5400	5600	5700
PRESIÓN DE DETONACIÓN	Kbar	95	93	88	76	77	85	94	102
ENERGÍA	Kcal/Kg	785	920	1010					
PODER ROMPERDOR, BRISANCIA - HESS (mm) ***					20	22	22	23	23
VOLUMEN NORMAL DE GASES	L/Kg	920	880	870	910	880	910	920	860
POTENCIA RELATIVA EN PESO **	%	85	100	105	64	65	70	76	79
POTENCIA RELATIVA EN VOLUMEN **	%	120	145	155					
RESISTENCIA AL AGUA		Excelente	Excelente	Excelente	Mediana	Buena	Muy buena	Muy buena	Excelente
CATEGORÍA DE HUMOS		Primera	Primera	Primera	Primera	Primera	Primera	Primera	Primera
SENSIBILIDAD AL FULMINANTE		N° 8	N° 8	N° 8		N° 6	N° 6	N° 6	
EQUIVALENCIAS REFERENCIALES DE USO CON LA DINAMITA FAMESA		Semigelatina 45 y Pulverulenta 65	Semigelatina 65	Gelatina 75					

\*. Velocidades de detonación en medio confinado de 1.1/2" de diámetro.

\*\* EMULNOR: Potencias relativas al ANFO con potencia convencional de 100.

\*\* DINAMITA PULVERULENTA: Potencias relativas a la gelatina explosiva (Trauzl) con potencia convencional de 100.

\*\*\* BRISANCIA - HESS (mm): Efecto demoleador o triturador que aplica el explosivo sobre la roca para iniciar su rompimiento.

Tabla 18 Características de la emulsión bombeable Quantex Sub.

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DEL QUANTEX SUB		
ESPECIFICACIONES TÉCNICAS	UNIDADES	QUANTEX SUB
DENSIDAD RELATIVA SIN GASIFICAR	q/cm <sup>3</sup>	1.14 ± 5%
VELOCIDAD DE DETONACIÓN	m/s	5000 ± 500
DENSIDAD GASIFICADO DEL TALADRO	q/cm <sup>3</sup>	0.90 - 1.15
PRESIÓN DE DETONACIÓN	Kbar	94.5
ENERGIA ABSOLUTA EN PESO (AWS)*	KJ/Kg	2812.5
POTENCIA RELATIVA EFECTIVA AL PESO (RWS)**	%	101.8
POTENCIA RELATIVA EFECTIVA EN VOLUMEN (RBS)***	%	142.5
VOLUMEN DE GASES	L/Kg	1065.7
DIAMETRO CRITICO	mm	40
RESISTENCIA AL AGUA		Excelente
CATEGORIA DE HUMOS		1era

\* Medido en tubo de PVC de ø 2 pulgadas

\*\* Características calculadas empleando software TERMODET a condiciones ideales de 1 atm.

\*\*\* Características de potencia relativa efectiva calculada con software TERMODET a condiciones ideales de 100 Mpa, con una densidad de ANFO de 0.80 g/cm<sup>3</sup> y una energía efectiva del ANFO de 2362 KJ/Kg.

Tabla 19 Costo de voladura utilizando el Emulnor.

Labor	Long. De Barra (ft)	Perforación Efectiva (m)	Taladros Perforados	Taladros Cargados	Explosivo (Kg)	Metros Perforados por Disparo (m)	Avance Real (m)	Aceros (\$/mts)	Mano de obra + Equipo (\$/mts)	Costo - Emulnor (\$/Kg)	Costo Total por Disparo - Emulnor (\$/mts)	Costo por Metro - Emulnor (\$)
SN_313N	12	3.30	76	66	279.5	250.8	3.15	185.59	1454.64	430.43	2070.66	657.35
SN_663_A	14	3.85	45	37	117	173.25	3.45	128.21	1004.85	180.18	1313.24	380.65
RP_662(+)	14	3.85	42	34	101.8	161.7	3.7	119.66	937.86	156.77	1214.29	328.19
CX_662	12	3.30	42	34	98.2	138.6	3.18	102.56	803.88	151.23	1057.67	332.60
AC_663	14	3.85	42	34	101.8	161.7	3.6	119.66	937.86	156.77	1214.29	337.30
SN_1302	14	3.85	80	68	214.5	308	4.08	227.92	1786.4	330.33	2344.65	574.67
SN_663_C	14	3.85	45	37	185	173.25	3.65	128.21	1004.85	284.90	1417.96	388.48
RP_1018(-)	12	3.30	42	34	105	138.6	3.21	102.56	803.88	161.70	1068.14	332.76
SN_663_B	14	3.85	45	37	117	173.25	3.63	128.21	1004.85	180.18	1313.24	361.77
SN_1331W	14	3.85	68	56	200	261.8	3.57	193.73	1518.44	308.00	2020.17	565.87
										<b>2340.49</b>	<b>15034.31</b>	<b>4259.64</b>

Tabla 20 Costo de voladura utilizando el Quantex Sub

Labor	Long. De Barra (ft)	Perforación Efectiva (m)	Taladros Perforados	Taladros Cargados	Explosivo (Kg)	Metros Perforados por Disparo (m)	Avance Real (m)	Aceros (\$/mts)	Mano de obra + Equipo (\$/mts)	Costo - Quantex Sub (\$/Kg)	Costo Total por Disparo - Quantex Sub (\$/mts)	Costo por Metro - QTX (\$)
SN_313N	12	3.30	76	66	279.5	250.8	3.15	185.59	1454.64	265.53	1905.76	605.00
SN_663_A	14	3.85	45	37	117	173.25	3.45	128.21	1004.85	111.15	1244.21	360.64
RP_662(+)	14	3.85	42	34	101.8	161.7	3.7	119.66	937.86	96.71	1154.23	311.95
CX_662	12	3.30	42	34	98.2	138.6	3.18	102.56	803.88	93.29	999.73	314.38
AC_663	14	3.85	42	34	101.8	161.7	3.6	119.66	937.86	96.71	1154.23	320.62
SN_1302	14	3.85	80	68	214.5	308	4.08	227.92	1786.4	203.78	2218.10	543.65
SN_663_C	14	3.85	45	37	185	173.25	3.65	128.21	1004.85	175.75	1308.81	358.58
RP_1018(-)	12	3.30	42	34	105	138.6	3.21	102.56	803.88	99.75	1006.19	313.46
SN_663_B	14	3.85	45	37	117	173.25	3.63	128.21	1004.85	111.15	1244.21	342.76
SN_1331W	14	3.85	68	56	200	261.8	3.57	193.73	1518.44	190.00	1902.17	532.82
										<b>1443.81</b>	<b>14137.62</b>	<b>4003.86</b>

Tabla 21 Evaluación de costo: Emulnor vs Quantex Sub.

ACTIVIDAD	COSTO DE ACERO (\$/m.)	COSTO DE MANO DE OBRA + EQUIPO (\$/m.)	COSTO DEL EXPLOSIVO (\$/Kg)	COSTO/DISPARO (\$/m.)	COSTO/METRO (\$/m.)
EMMULNOR	1436.30	11257.51	2340.49	15034.31	4259.64
QUANTEX SUB	1436.30	11257.51	1443.81	14137.62	4003.86
DIFERENCIA	0.00	0.00	-896.68	-896.68	-255.79

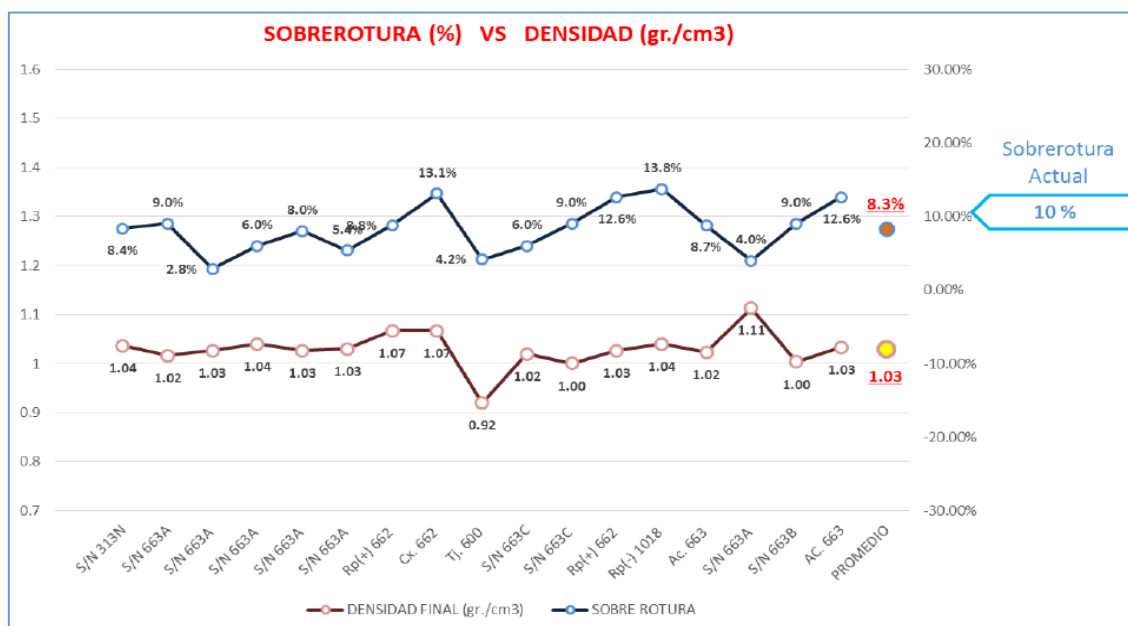
La diferencia que de 255.79 dólares (promedio entre Sub niveles y desarrollos) entre EXSA y FAMESA siendo este último el mayor, en el costo de voladura por metro podría ser muy beneficioso a futuro.

b) Con la estandarización de las técnicas de perforación y voladura se logrará bajar la sobre rotura a menos de 7% en los avances lineales programados en la zona de profundización de la mina Andaychagua.

**4.3.3.3 Sobre rotura (%) relacionado a la densidad.**

Aplicando el Cordón NP80 producto de EXSA, para taladros del contorno la sobrerotura logrado es 8.3%, de una sobrerotura actual como línea base 10%. En el grafico muestra que se pudo obtener una sobrerotura 4.2% en el Tj. 600, pues esta labor se trabajó con una densidad de 0.92 gr/cm3.

Gráfico N° 16 Porcentaje de sobrerotura logrado en relación a la densidad usada.



**4.4 DISCUSIÓN DE RESULTADOS.**

A partir de hallazgos encontrados, aceptamos la hipótesis alternativa general que establece que la aplicación de la emulsión bombeable gasificada (EBG) Quantex

Sub, en el proceso de perforación y voladura, permite mejorar los avances lineales de la zona de profundización de la mina Andaychagua de la Cía. Minera Volcan S.A.A.

Estos resultados guardan relación con lo sostiene Guerra (2013) en su tesis: "Uso de emulsión gasificarle para reducir costos de perforación – voladura en minería superficial y subterránea", quien señala que se logró optimizar la velocidad de minado, esto debido a los avances que se lograron en las pruebas realizadas. Ello es acorde con lo que en este estudio se halla.

Con lo que respecta la optimización en los costos operativos, estos resultados guardan relación con lo que sostiene, Guerra (2012) en su tesis: "Uso de emulsión gasificarle para reducir costos de perforación – voladura en minería superficial y subterránea" y Anchayhua (2010) en su tesis titulada: "Reducción costos por tonelada con el uso de emulsión gasificada (San-G) en minería a tajo abierto", quienes concluye que, se puede obtener un ahorro de costos globales de minado de manera importante, al reemplazar la mezcla ANFO de nitrato de amonio y petróleo por un producto de algo mayor costo inicial pero cuyo consumo es notablemente menor y sobre todo aporta beneficios a las demás operaciones, (perforación, carguío y acarreo).

Así mismo, Villanueva (2010) en su tesis titulada: "Emulsión gasificada: Un explosivo eficiente para reducir los costos de voladura a tajo abierto", confirma que los costos de voladura se han reducido en un 18%.

En base a sobre rotura de las labores de profundización, no concuerda el estudio de los autores referidas con la presente, ya que los mismo llevaron a cabo estudios básicamente en minería superficial mas no subterránea, por lo cual ello no es acorde con lo que en este estudio se halla.

## CONCLUSIONES.

- a) En las pruebas con EBG Quantex Sub se ha logrado mejorar las eficiencias de metros por disparo, al margen de los factores limitantes (las características de la roca) el rendimiento óptimo logrado en perforación de 14 pies es 3.64 mt/disp. y en perforación de 12 pies el rendimiento optima logrado es 3.21 mt/disp.
- Así mismo también el rendimiento de avance por tipo de labor los resultados son:
- Labores de mineral Sub Nivel sección 5.00 x 4.50 mt. El rendimiento de avance logrado es 3.59 mt/disparo.
  - Labores de desmonte Rampa, Acceso con sección 4.00 x 4.20 mt. El rendimiento de avance logrado es 3.63 mts/disparo.
  - Labor de tajeo bajo loza con sección 12.00 x 5.00 mt. El rendimiento de avance logrado es 4.08 mts/disparo.
- b) El rendimiento de eficiencia de disparo con el QUANTEX SUB, en condiciones normales superaran el 95.5% de eficiencia por disparo.
- c) Los resultados en cuanto al Factor de avance usando Quantex Sub es 46.8 kg/mts. y el factor de carga fue 1.8 kg/mts.
- d) Para las voladuras en los taladros del contorno se usaron Quantex Sub de baja densidad (inferior a 0.9 gr/cm<sup>3</sup>) y también se usó Cordón NP 80. El resultado de sobrerotura durante las pruebas se logró reducir a 8.3 %.
- e) En cuanto al rendimiento del equipo UBT, cada taladro se carga en 0.82 min. /taladro, y el tiempo de rendimiento de carguío por labor es 32 min/labor.
- f) Usando el Quantex Sub se pudo reducir el número de taladros. En sección 5.00 x 4.50 de 56 taladros perforados y 44 cargados con el nuevo diseño se redujo a 44 perforados y 37 cargados.



En sección 4.00 x 4.20 de 46 taladros perforados y 40 cargados con el nuevo diseño se redujo a 38 perforados y 34 cargados.

g) Por reducción de taladros también se optimiza los tiempos en los procesos de perforación y voladura logrando optimizar 37.7 minutos/labor.

h) Con respecto a la simulación del beneficio económico que se podría obtener mensualmente sería de la siguiente manera:

- Por avance el beneficio sería 49658.00 \$/mes.
- Por reducción de taladros el beneficio sería 36160.00 \$/mes.
- Por precio y costo de voladura el beneficio sería 8753.00 \$/mes.

Logrando obtener un beneficio que ascenderían a 94571.00 \$/mes.

i) Durante las pruebas con el Quantex Sub se variaban las densidades de acuerdo al tipo de roca; la densidad del arranque fue 1.14 gr/cm<sup>3</sup>; la densidad en las ayudas fue 1.04 gr/cm<sup>3</sup>, la densidad para el contorno la densidad fue 0.91 gr/cm<sup>3</sup>.

La densidad promedio final para las voladuras de la prueba fue 1.03 gr/cm<sup>3</sup>.

## **RECOMENDACIONES**

- a) Teniendo en cuenta que se aproxima una etapa difícil para la minería en general por la caída de los precios unitarios de los metales, se considera que esta es la gran oportunidad para todas y cada una de las empresas mineras para tratar de optimizar producción y productividad, y por lo tanto minimizar costos operacionales y por ende maximizar la rentabilidad de dichas empresas.
- b) Mejorar la capacidad de carguío del equipo para la carga de varios frentes en el menor tiempo posible.
- c) Realizar pruebas de gases de voladura para mejorar el tiempo de ventilación.
- d) Mejorar el equipo de carguío para en un futuro sólo se puede trabajar con dos personas en el carguío de frentes.

## BIBLIOGRAFIA

1. López Jimeno, Carlos (2003): “Manual de Perforación y Voladura de Rocas”  
Madrid – España.
2. Exsa S.A.: “Manual práctico de voladura”
3. Persson, Per-Anders (1994): Voladura de Rocas e Ingeniería de los Explosivos  
(Rock Blasting and Explosives Engineering). Estados Unidos de América.
4. Dr. Calvin J. Conya, Ing. Enrique Albarran N. “Diseño de Voladuras”
5. Holmberg, Roger (1994) “Voladura de Rocas e Ingeniería de los Explosivos”  
(Rock Blasting and Explosives Engineering). Estados Unidos de América.
6. Ing. Aníbal Villagaray M.: Operación de voladura subterránea
7. Ing. Daniel Arcos Valverde: Perforación, voladura y ventilación en minería  
subterránea.
8. Estándares Operacionales – VOLCAN Andaychagua.
9. Voladura controlada – EXSA.
10. Guía explosiva EXSA S.A.
11. Memoria anual – VOLCAN 2016.
12. Departamento de seguridad y salud ocupacional – IESA S.A.A. – VOLCAN  
Andaychagua.
13. DS-024-EM. (2016). Reglamento de seguridad e Higiene Minera.

## ANEXOS

<b>MATRIZ DE CONSISTENCIA</b>				
<b>Título: Optimización de la perforación y voladura para mejorar la zona de profundización en la mina Andaychagua de la cía. Minera VOLCAN S.A.A.</b>				
<b>PROBLEMA</b>	<b>OBJETIVO</b>	<b>HIPOTESIS</b>	<b>VARIABLE</b>	<b>DIMENSIONES</b>
<b>Problema general</b>	<b>Objetivo general</b>	<b>Hipotesis general</b>	<b>V. Independiente</b>	
¿En qué medida el proceso de perforación y voladura, aplicando la emulsión bombeable gasificada (EBG) Quantex Sub, permite mejorar los avances lineales programados en la zona de profundización de la mina Andaychagua de la Cía. Minera VOLCAN S.A.A.?	Evaluar el proceso de perforación y voladura, aplicando la emulsión bombeable gasificada (EBG) Quantex Sub en las labores de profundización para lograr alcanzar los avances lineales programados mensualmente por la mina Andaychagua de la Cía. Minera VOLCAN S.A.A.	La aplicación de la emulsión bombeable gasificada (EBG) Quantex Sub, en el proceso de perforación y voladura, mejora los avances lineales de la zona de profundización de la mina Andaychagua de la Cía. Minera VOLCAN S.A.A.	a) Emulsión bombeable gasificada (EBG) Quantex Sub.	- VOD - Rango de densidad - Energía del explosivo.

<b>Problema específico</b>	<b>Objetivo específico</b>	<b>Hipotesis específico</b>	<b>V. Dependiente</b>	
¿En qué medida la mejora aplicada permite la optimización en los costos operativos en la zona de profundización de la mina Andaychagua de la Cía. Minera VOLCAN S.A.A.?	Describir la mejora de técnicas de perforación y voladura; para alcanzar optimizar los costos operativos en la zona de profundización de la mina Andaychagua de la Cía. Minera VOLCAN S.A.A.	Con la mejora aplicada en la perforación y voladura, se permite la optimización en los costos operativos en la zona de profundización de la mina Andaychagua de la Cía. Minera VOLCAN S.A.A.	a) Avances lineales de la zona de profundización en la Mina Andaychagua b) Costos operativos. c) Sobre rotura	- Eficiencias en la voladura - Costos de voladura - Satisfacción del personal
¿En qué medida el uso de la emulsión gasificada Quantex sub permite disminuir la sobre rotura a menos de 7% en los avances lineales programados en la zona de profundización de la mina Andaychagua de la Cía. Minera VOLCAN S.A.A.?	Describir el uso de la emulsión gasificada Quantex sub en el proceso de perforación y voladura; para lograr disminuir la sobre rotura a menos de 7% en los avances lineales programados en la zona de profundización de la mina Andaychagua de la Cía. Minera VOLCAN S.A.A.	Con el uso de la emulsión gasificada Quantex Sub en l proceso de perforación y voladura, se logra disminuir la sobre rotura a menos de 7% en los avances lineales programados en la zona de profundización de la mina Andaychagua de la Cía. Minera VOLCAN S.A.A.		



www.exsa.net

## QUANTEX SUB

Es un agente de voladura a granel bombeable y sensibilizada fisicoquímicamente que en su composición contiene un elemento energizante, que permite desarrollar una muy buena energía y alto volumen de gases para obtener excelentes resultados de fragmentación. Por su excelente resistencia al agua puede ser utilizada en taladros húmedos e inundados ofreciendo buenos resultados de fragmentación. Dado el bajo nivel de gases tóxicos post voladura que genera, reduce los tiempos muertos para reingreso a las operaciones.

Este producto se usa como carga de columna en taladros de minería subterránea, en obras civiles y trabajos de tunelería de diámetro pequeño a intermedio regulándose la densidad de copa en función de la dureza de la roca a través de la dosificación de una solución gasificante. El cargulo se realiza por medio de una unidad bombeable, que se encuentra provista de una unidad de programación lógica (PLC) que permite fijar la cantidad a cargar de la mezcla explosiva de una manera eficiente y continua o de una unidad bombeable de accionamiento neumático o eléctrico para minería convencional.

### Recomendaciones de uso:

- Para usarse en barrenos de diámetro pequeño a intermedio de gran profundidad, en labores subterráneas.
- Para consideraciones de seguridad en su manipulación y almacenamiento, consultar por favor la hoja de seguridad de Exsa.
- Para su iniciación utilizar un cebo de tamaño y peso adecuado según diámetro y profundidad del taladro.

### Características técnicas

Especificaciones técnicas	Unidades	QUANTEX SUB
Densidad relativa sin gasificar	q/cm <sup>3</sup>	1.14 ± 5%
Velocidad de detonación*	m/s	5000 +/- 500
Densidad gasificado en el taladro	q/cm <sup>3</sup>	0.90 – 1.15
Presión de detonación**	Kbar	94.5
Energía absoluta en peso (AWS)**	kJ/kg	2812.5
Potencia relativa efectiva al peso (RWS)***	%	101.8
Potencia relativa efectiva en volumen (RBS)***	%	142.5
Volumen de gases**	L/Kg	1065.7
Diámetro crítico	mm	40
Resistencia al agua		Excelente
Categoría de humos		1era

\* Medido en tubo de PVC de Ø 2 pulgadas.

\*\* Características calculadas empleando software TERMODET a condiciones ideales de 1 atm.

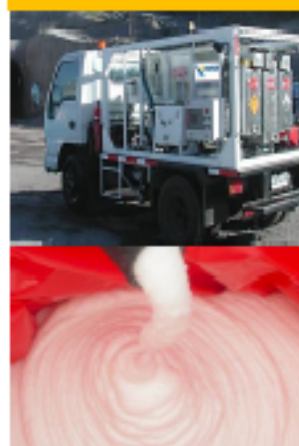
\*\*\* Características de potencia relativa efectiva calculada con software TERMODET a condiciones ideales de 100 MPa, con una densidad del Anfo de 0.8 g/cm<sup>3</sup> y una energía efectiva del Anfo de 2362 KJ/Kg.

### Presentación y embalaje

Esta mezcla explosiva se distribuye en sacos de polipropileno de 20 kg especialmente acondicionados para su transporte terrestre y facilidad de uso en mina.

### EXCLUSIÓN DE RESPONSABILIDAD

Estas explosivos han sido inspeccionados y encontrados en buen estado antes de ser embalados y/o entregados. Se deben almacenar en un lugar fresco, seco y bien ventilado, así como manipularse y transportarse de conformidad con las disposiciones legales vigentes. Por consiguiente, desde su entrega a los compradores, el fabricante no será responsable por su seguridad o por la obtención de los resultados que se busquen, ya sean estos expresos o implícitos. La totalidad del riesgo y de la responsabilidad, cualquiera sea su naturaleza, por accidentes, pérdidas, daños a la propiedad o personas (incluyendo la muerte), ya sean estos directos, indirectos, especiales y/o consecuenciales o de cualquier otro tipo derivado del uso de estos explosivos, es de los compradores desde la entrega de los mismos.



### Almacenamiento y garantía

Conservado en su embalaje original y almacenado en condiciones de temperatura y humedad normales, conforme a las normativas vigentes, el producto está garantizado por 2 meses, después de su fecha de fabricación.

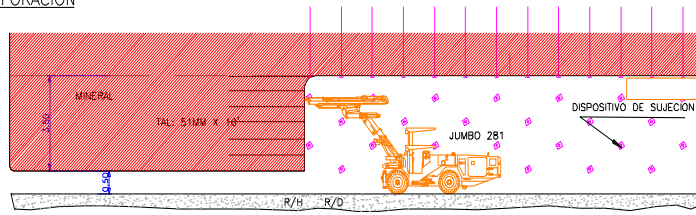
### Transporte

CLASE: 1  
DIVISIÓN: 1.5 D  
N° ONU: 0332



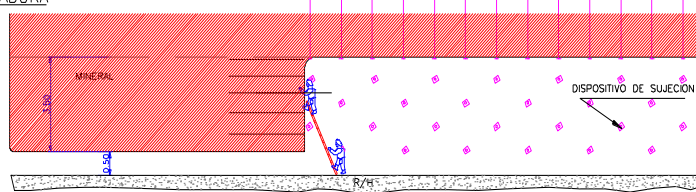
CICLO DE MINADO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (OCF) TAS 12 HR

1. PERFORACION



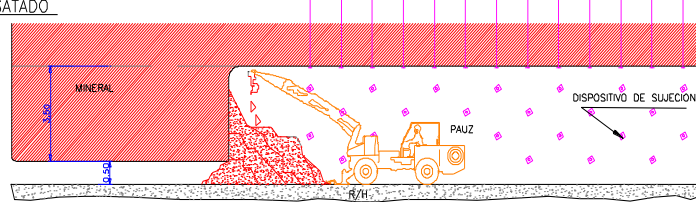
PERFORACION (4m \* 4m)  
 Nº Tald/perf : 26  
 Tiempo Perfo. : 1.3 hr  
 Rendimiento : 50 m/hr  
 Diametro de broca : 45 mm  
 Tipo de explosivo : Semexa 80% 1-1/8"x8"

2. VOLADURA



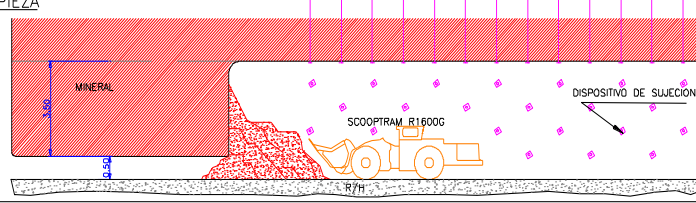
VOLADURA (4m \* 4m)  
 Nº Tald/disp : 15  
 Tiempo Carguo. : 0.8 hr  
 Factor Carga : 0.18 Kg/m3

3. DESATADO



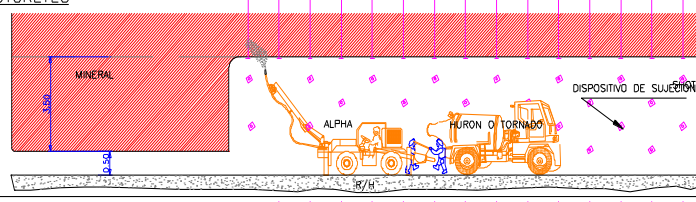
DESATE (4m \* 4m)  
 Tiempo Perfo. : 0.75 hr

4. LIMPIEZA



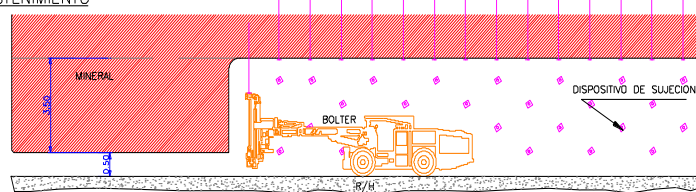
LIMPIEZA  
 Capacidad Eq : 6 yd3  
 Toneladas/disparo : 150 tn  
 Rendimiento : 55 Ton/hr

5. SHOTCRETE



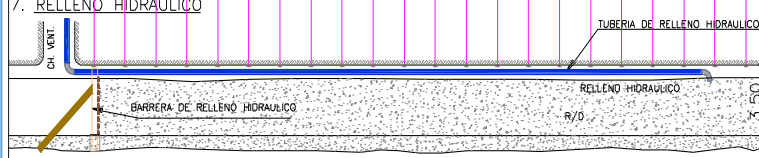
SOSTENIMIENTO SHOTCRETE  
 Rendimiento Instalacion : 5 m3/hr  
 Ratio de produccion : 60 tms/m3  
 RC de Shotcrete : 350 kg/cm2

6. SOSTENIMIENTO



SOSTENIMIENTO CON PERNOS  
 Rendimiento instalacion : 18 Un/hr  
 Ratio de produccion : 26 tms/un  
 Tipo de perno : Splitset o Hidrabolt  
 Tipo Split set : 1 tn/pie  
 Tipo Hydrabolt : 12 tn/un  
 Tipo Helicoidal : 2.5 tn/pie  
 Longitud de perno : 1-1/2x7 pies

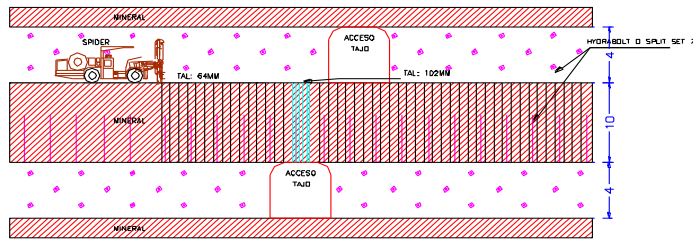
7. RELLENO HIDRAULICO



RELLENO (4.0m \* 4m)  
 Longitud Tajo : 115 m  
 Rendimiento relleno : 35 M3/hr

## CILCLO DE MINADO TALADROS LARGOS (SLS) TAS 48 HR

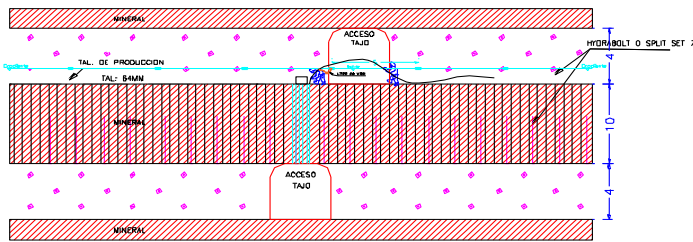
### 1. PERFORACION



**PERFORACION**

Altura de banco	: 7.0 m
Rendimiento	: 15 m/hr
Burden /Espac.	: 1.2 / 0.6

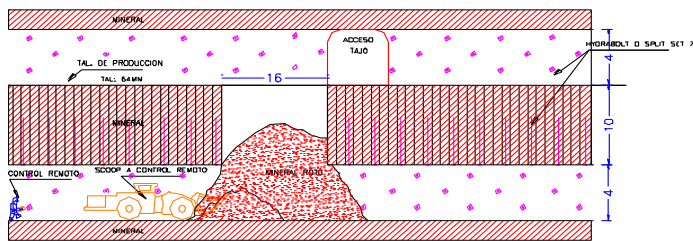
### 3. VOLADURA



**VOLADURA**

N° Tala/diapos	: 20
Tiempo Carga	: 5.0 hr
Factor Carga	: 0.15 kg/m <sup>3</sup>
Ton / diapos	: 500 ton
Burden /Espac.	: 1.2 / 0.6

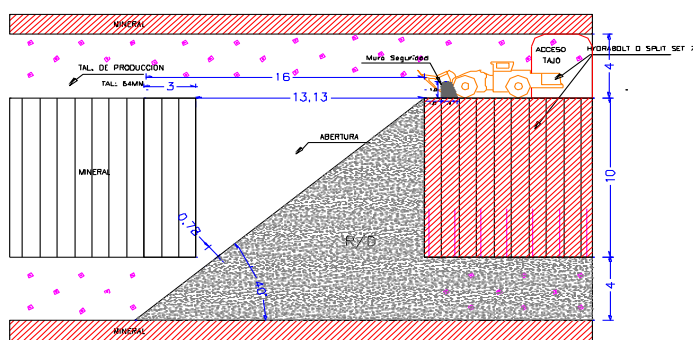
### 5. LIMPIEZA



**LIMPIEZA**

Capacidad Eq	: 8 yds <sup>3</sup>
Tanquetas/diapos	: 150 in
Rendimiento	: 40 Ton/hr

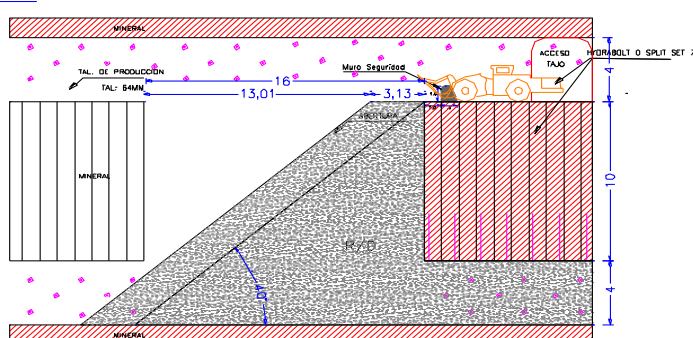
### 7. RANGOS DE ABERTURA POR ESTABILIDAD



**ABERTURA PARA ESTABILIDAD**

Longitud Máxima de abertura:	16 M
Longitud de Voladura:	3 M
Longitud de Relleno:	3.1 M
Angulo de reposo del material:	40 Grados

### 7. RELLENO DETRITICO

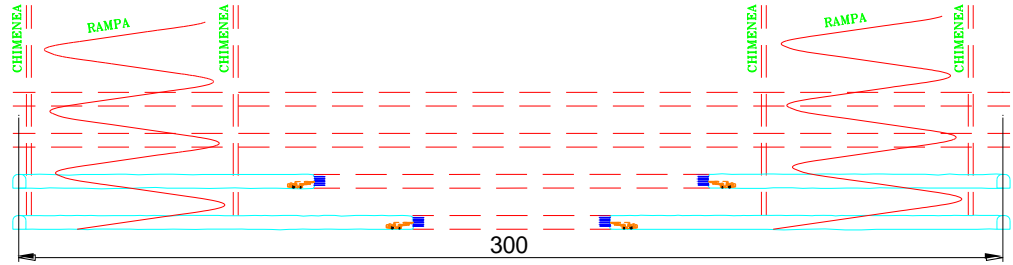


**RELLENO DETRITICO**

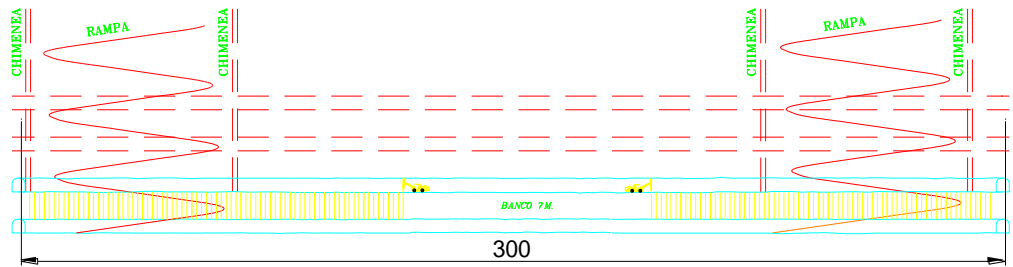
Volumen a Rell.	: 170 M <sup>3</sup>
Rendimiento	: 30 M <sup>3</sup> /hr
Tiempo de rell.	: 6 hr



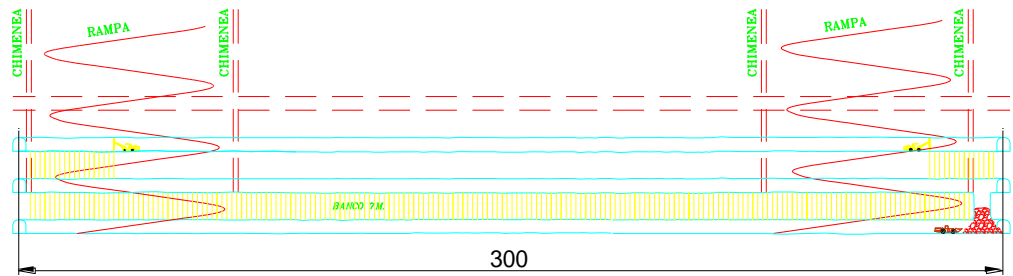
### 1.- PREPARACION DE 2 PRIMEROS SUBNIVELES



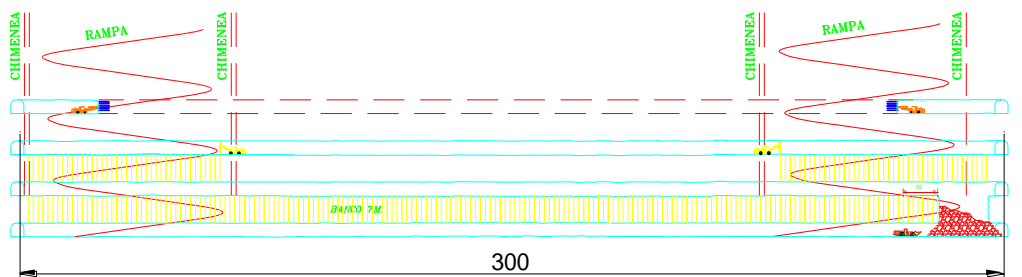
### 2.- PERFORACION VERTICAL DEL PRIMER BANCO A MINAR



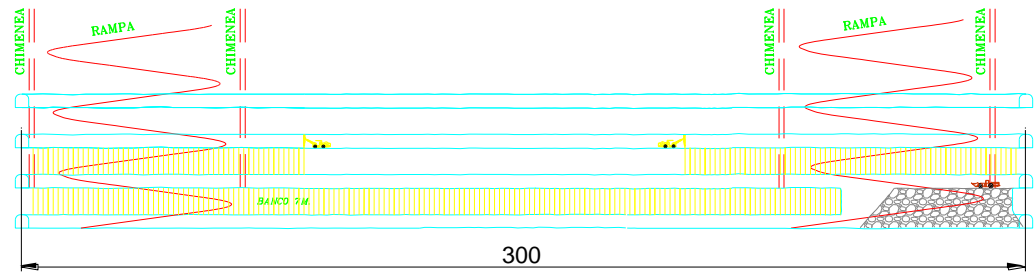
### 3.- DISPARO SLOT PRIMER BANCO + PERFORACION SEGUNDO BANCO



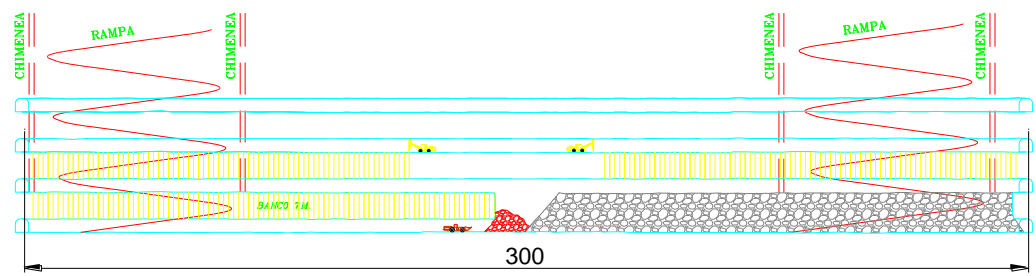
### 4.- DISPARO TALADROS DE PRODUCCION + LIMPIEZA DE SCOOP CON TELEMANDO



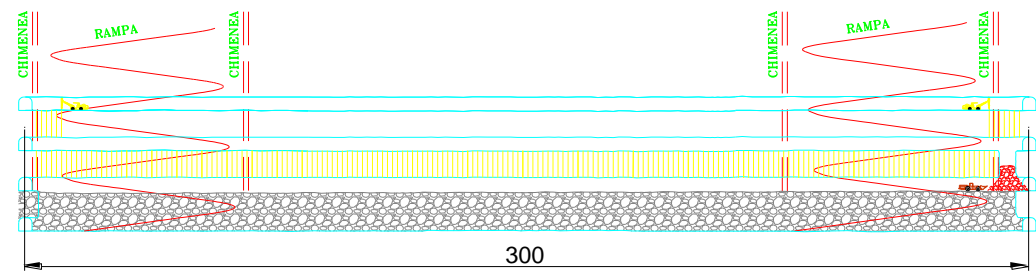
5.- RELLENO PRIMER CORTE + PERFORACION SEGUNDO BANCO



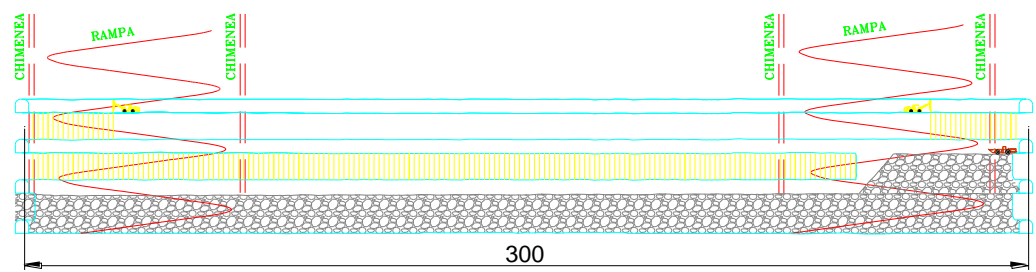
6.- LIMPIEZA DE SCOOP CON TELEMANDO



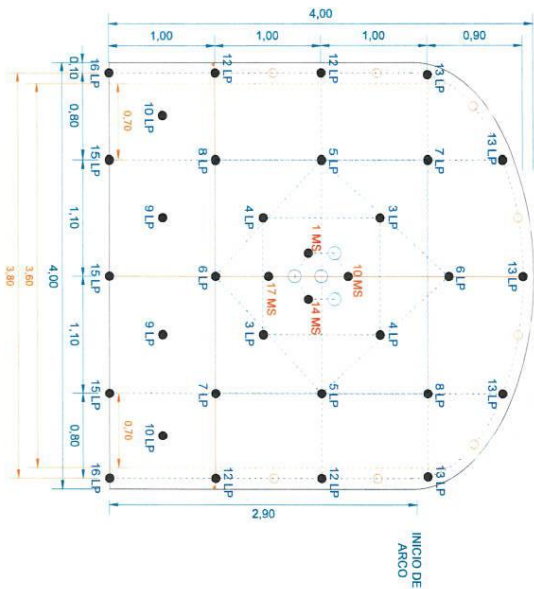
7.- DISPARO SLOT SEGUNDO BANCO



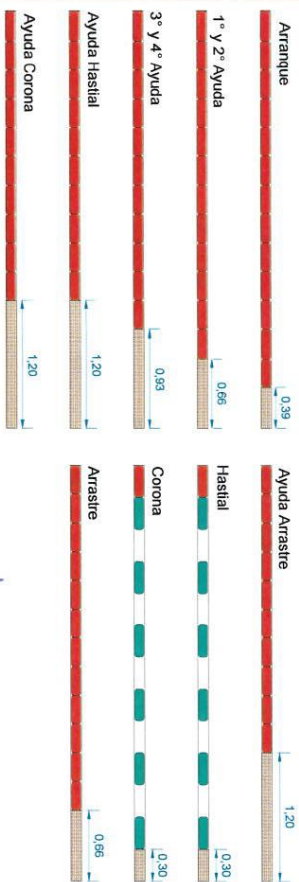
8.- RELLENO SEGUNDO BANCO



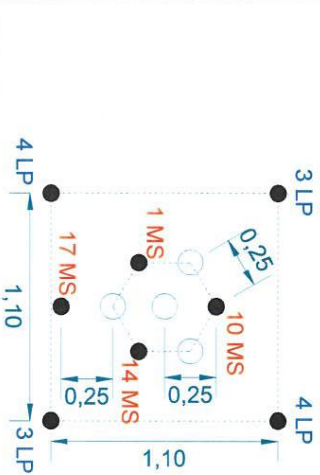
**DISEÑO DE P&V - BARRA 14 PIES**  
**SECCIÓN: 4.0m x 4.0m / 3.8m x 4.0m**  
**ROCA MEDIA (40-50)**



**DETALLE DEL CARGUIO POR TALADRO**



**DETALLE DEL ARRANQUE HEXAGONAL**  
**OBSERVACIÓN:** Usar doble cebo en el arranque en terrenos deleznales, con presencia de fallas, geodas y/o roca en filitas.



DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA

LONGITUD DE BARRA: 14 PIES  
 POCENTES - SECCIÓN: 4.0m x 4.0m, / 3.8m x 4.0m,  
 ROCA MEDIA (RMR: 40-50)

DATOS EMP. LOSOVOS (kg. Por caja)

54	100	144
25	25	20



DISTRIBUCIÓN DE TALADROS		CANTIDADES POR TALADRO		TOTAL	
NI / dia	Emulor	Emulor	Fanisco	car./NI	Total
4	13	13	0	13	13
8	11	11	0	11	11
0	10	10	0	10	10
4	10	10	0	10	10
4	1	1	0	1	1
5	12	12	0	12	12
<b>Taladros cargados</b>		<b>287</b>	<b>54</b>	<b>0</b>	<b>341</b>
<b>Taladros de Alivo</b>		<b>79.0</b>	<b>13.5</b>	<b>0.0</b>	<b>92.5</b>
<b>Taladros Minus</b>					
<b>Taladros Perforados</b>					

PERFORACIÓN EFECTIVA		PESO ESPECÍFICO MINERAL	
AVANCE (m/h)	AVANCE (m)	Peso Especifico Mineral	Peso Especifico Demolico
11.7	13.0	3.15	2.70
36%	3.80	1/m <sup>3</sup>	1/m <sup>3</sup>
56%	3.50	1/m <sup>3</sup>	1/m <sup>3</sup>
0.52	0.52	1/m <sup>3</sup>	1/m <sup>3</sup>

ACCESORIOS	
Final LP	Cantidad
Relado	2
Relado	2
Relado	3
Relado	4
Relado	5
Relado	6
Relado	7
Relado	8
Relado	9
Relado	10
Relado	11
Relado	12
Relado	13
Relado	14
Relado	15
Relado	16

FACTORES DE CORRECCIÓN	
Factor	Valor
Factor de Corrección	1.17
Factor de Corrección	3.80
Factor de Corrección	36%
Factor de Corrección	56%
Factor de Corrección	0.52

**YAUILI** UNIDAD ANDAYCHAGUA PERFORACIÓN Y VOLADURA

ELABORADO POR: FARMESA SACS

REVISADO POR: Jefe de Perforación y Voladura

REVISADO POR: SUPERINTENDENTE DE MINAS

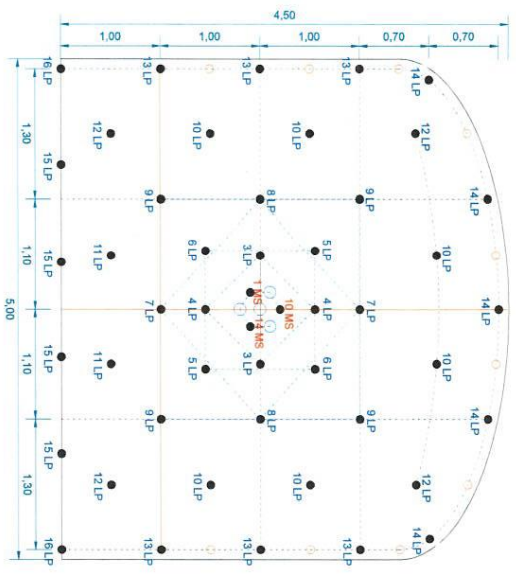
APROBADO POR: Ing. Carlos Garcia Gerente General

VOLECAN del MINERA S.A.S.

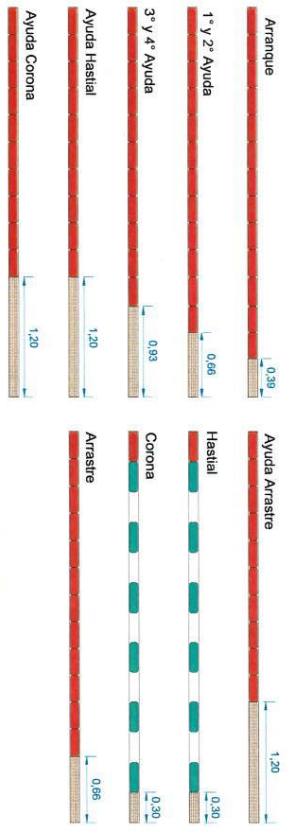
MAILLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA MINA ANDAYCHAGUA

Historial de Edición: 01

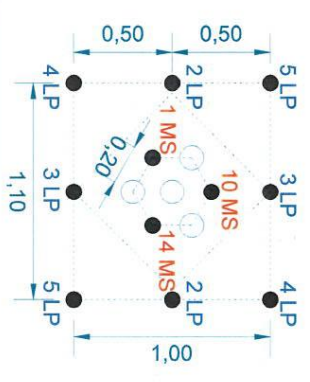
**DISEÑO DE P&V - BARRA 14 PIES**  
**SECCIÓN: 5.0 m x 4.5 m**  
**ROCA DURA (50-60)**



**DETALLE DEL CARGUIO POR TALADRO**



**DETALLE DEL ARRANQUE HEXAGONAL**  
**OBSERVACIÓN: Usar doble cebo en el arranque en terrenos deleznales, con presencia de fallas, geodas y/o roca en filitas.**



**DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA**

LONGITUD DE BARRA - 14 PIES	DESMONTE - SECCIÓN: 5.0 m x 4.5 m	ROCA DURA (RMR: 50-60)
DATOS EXPLOSIVOS	Cantidades por carga	94 100 144
	Kg. por carga	25 25 20

**DISTRIBUCIÓN DE TALADROS**

	Alt./diap.	Emulor	Ferrocemento	Total
Arranque	3	13	0	13
1° y 2° Ayuda	8	12	0	12
3° y 4° Ayuda	4	10	0	10
Ayuda de Hastial	4	10	0	10
Ayuda de Corona	4	10	0	10
Ayuda de Arrastre	0	1	6	7
Hastial	0	1	6	7
Corona	0	12	0	12
Arrastre	0	0	6	6
<b>TOTAL</b>				<b>79.8</b>

**PERFORACIÓN EFECTIVA**

AVANCE	EFICIENCIA VOLADURA	FACTOR AVANCE DESMONTE
13.0	11.7	3.90
11.7	3.50	80%
		37.09

**Observación:** Usar doble cebo en el arranque

**YAU LI** INDIAD ANDAYCHAGUA PERFORACIÓN Y VOLADURA

ELABORADO POR: Faneela Espinoza SANC

REVISADO POR: Ing. Gabriel Espinoza Jefe de Perforación y Voladura

REVISADO POR: Ing. Gabriel Espinoza Jefe de Perforación y Voladura

APROBADO POR: Ing. Carlos García Gerente General

VELOCIDAD DE MINERA S.A.S.

MAILLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA MINA ANDAYCHAGUA

FECHA: 01



