

**FACULTAD DE INGENIERÍA**

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Aplicación de voladura controlada de recorte para el  
control del perfil final de excavación en frentes**

Gino Antony Canahuiiri Ramos  
Kelvin Ronald Ramos Rojas  
Franklin Misael Tovar Paucar

Para optar el Título Profesional de  
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2021

Repositorio Institucional Continental  
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

## **AGRADECIMIENTO**

Agradezco a Dios sobre todas las cosas por protegerme durante todo mi camino y darme fuerzas para superar obstáculos y dificultades a lo largo de toda mi vida.

A mi madre, que con su demostración de una madre ejemplar me ha enseñado a no desfallecer ni rendirme ante nada y siempre perseverar a través de sus sabios consejos.

A mis compañeros por haber logrado nuestro gran objetivo con mucha perseverancia. Y por demostrarme que podemos ser grandes amigos y compañeros de trabajo a la vez.

Al Ing. Porras Mayta Julio, por su gran acompañamiento y asesoramiento a la realización del presente trabajo

Gracias a todas las personas que confiaron en mí y me ayudaron directamente en la realización de este proyecto satisfactorio.

Bach. Gino Antony Canahuirí Ramos

A Dios quien me ha guiado y cuidado en todo este trayecto de formación académica. A mi familia por su apoyo y estímulo constante a seguir con mis estudios.

Y a todas las personas que de una u otra forma me apoyaron en la realización de este trabajo.

Bach. Kelvin Ronald Ramos Rojas

Expreso mi gratitud a mi asesor Ing. Fredy Julio Porras Mayta por su paciencia, comprensión y apoyo durante este proceso académico en la culminación de la tesis, también a mis docentes universitarios, quienes formaron mi camino profesional compartiendo sus conocimientos, consejos y orientaciones que contribuyeron a mi formación personal y competitiva.

Bach. Franklin Misael Tovar Paucar

## **DEDICATORIA**

A Dios, por permitirme llegar a este momento tan especial en mi vida. Por los triunfos y los momentos difíciles que me han enseñado a valorarlo cada día más, A mi Sra. Madre Ramos Ccama Vilma por ser la persona que me ha acompañado durante todo mi trayecto estudiantil y de vida, a mis hermanos quienes han velado por mí durante este arduo camino para convertirme en un profesional. A mi Sr. Padre Canahuirí Llano Rene quien con su arduo trabajo pudo guiarme para culminar mi carrera profesional con éxito

Bach. Gino Antony Canahuirí Ramos

Mis padres, las personas más importantes en mi vida, por su apoyo incondicional en todo momento. Pilares de mi formación académica que fomentan el deseo de superación y triunfo en esta vida.

Bach. Kelvin Ronald Ramos Rojas

A mis padres, quienes me dieron la vida y me motivaron día a día seguir adelante, a mi hermano (Tovar Paucar Reymer) por ser fuente inspiración para la conclusión de este objetivo anhelado.

Bach. Franklin Misael Tovar Paucar

## INDICE

AGRADECIMIENTO.....	2
DEDICATORIA.....	3
INDICE .....	4
ÍNDICE DE TABLAS.....	7
ÍNDICE DE FIGURAS .....	8
RESUMEN .....	10
ABSTRACT .....	11
CAPITULO I .....	14
PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO .....	14
1.1 Planteamiento y formulación del problema.....	14
1.1.1 Problema general.....	15
1.1.2 Problemas específicos.....	15
1.2 Objetivos .....	15
1.2.1 Objetivo general.....	15
1.2.2 Objetivos específicos .....	15
1.3 Justificación.....	16
1.3.1 Justificación práctica.....	16
1.3.2 Justificación metodológica .....	16
1.4 Hipótesis y descripción de variables .....	16
1.4.1 Hipótesis general .....	16
1.4.2 Hipótesis específicas .....	17
1.4.3 Variables.....	17
CAPITULO II .....	19
MARCO TEÓRICO.....	19
2.1 Antecedentes del problema.....	19
2.1.1 Antecedentes nacionales .....	19
2.2 Bases teóricas.....	23
2.2.1 Clasificación del macizo rocoso según la clasificación geomecánica RMR 23	
2.2.2 Voladura controlada y amortiguada .....	26
2.2.3 Teoría del método.....	27

2.2.4	Voladura controlada en trabajos subterráneos .....	28
2.2.5	Evaluación de resultados del precorte .....	35
2.3	Definición de términos básicos.....	41
CAPITULO III .....		44
METODOLOGIA.....		44
3.1	Métodos y alcances de la investigación .....	44
3.1.1	Método general .....	44
3.1.2	Tipo de investigación .....	44
3.1.3	Nivel de investigación .....	44
3.2	Diseño de investigación .....	44
3.3	Población y muestra.....	45
3.3.1	Población .....	45
3.3.2	Muestra.....	45
3.4	Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	45
3.4.1	Técnicas de recolección de datos.....	45
3.4.2	Instrumentos de recolección de datos.....	45
CAPITULO IV .....		46
RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....		46
4.1	Ubicación y acceso .....	46
4.2	Evaluación de la caracterización geomecánica del macizo rocoso de excavación en frentes.....	54
4.3	Cálculo de la longitud del burden para la aplicación de voladura controlada.....	55
4.4	Cálculo de la longitud del espaciamiento para la aplicación de voladura controlada.....	57
4.4.1	Mala de perforación para RMR de 41 – 50 .....	57
4.4.2	Mala de perforación para RMR de 51 – 60 .....	59
4.5	Cálculo de la carga explosiva para la aplicación de voladura controlada	60
4.6	Cálculo del volumen de la sobre excavación con la aplicación de voladura controlada de recorte.....	62
4.1.1	Cálculo de sobre excavación .....	62
4.7	Cálculo del volumen de la sub excavación.....	72
4.8	Estimar el costo con la aplicación de voladura controlada .....	80

4.9	Resultado de la aplicación de voladura controlada de recorte .....	80
4.10	Discusión de resultados .....	85
	CONCLUSIONES.....	89
	RECOMENDACIONES .....	91
	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....	92
	MATRIZ DE CONSISTENCIA .....	93

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Cartilla geomecánica RMR .....	25
Tabla 2 Significado de la clase de macizos rocosos según el índice RMR .....	25
Tabla 3 Clases de macizos rocosos según el índice RMR.....	25
Tabla 4 Sostenimientos a partir del índice RMR .....	26
Tabla 5 Valores propuestos para voladura controlada en túnel (Smooth blasting) .....	34
Tabla 6 Voladura convencional versus controlada .....	35
Tabla 7 Rangos de energía y daño a la roca remanente.....	35
Tabla 8 Recorrido desde la ciudad de lima a la unidad minera Yauricocha .....	47
Tabla 9 Distribución por taladro 3.5m x 3.5m - tipo de roca semi dura RMR 41-50 .....	58
Tabla 10 Distribución por taladro 3.5m x 3.5m - tipo de roca semi dura RMR 41- 50 .....	60
Tabla 11 Cálculo del volumen de la sobre excavación.....	62
Tabla 12 Avances por guardia.....	64
Tabla 13 Explosivo y accesorios por disparos.....	66
Tabla 14 Resultados de los parámetros de la sección de la labor .....	66
Tabla 15 Datos de campo de la sección programa Vs lo ejecutado .....	67
Tabla 16 Evaluación del Volumen roto de la labor Vs programado(m2) .....	71
Tabla 17 Datos para evaluar la sub excavación.....	72
Tabla 18 Datos de la longitud de la labor para evaluar la sub excavación .....	72
Tabla 19 Datos del ancho de la labor para evaluar la sub excavación.....	74
Tabla 20 Datos de la altura de la labor para evaluar la sub excavación.....	75
Tabla 21 Datos del área de la labor para evaluar la sub excavación .....	76
Tabla 22 Datos del volumen de la labor para evaluar la sub excavación .....	78
Tabla 23 Calculo de la sección de la labor .....	79
Tabla 24 Costos de explosivo y accesorios por disparos .....	80

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Efectos del diaclasamiento de la roca en la voladura convencional de túneles y galerías de minas.....	29
Figura 2 Voladura controlada en subsuelo.....	31
Figura 3 Tipos de voladura controlada.....	33
Figura 4 Esquemas de carga explosiva.....	33
Figura 5 Esquema de voladura controlada para túnel (recorte).....	34
Figura 6 Evaluación de resultados del precorte.....	36
Figura 7 Evaluación de resultados del precorte.....	36
Figura 8 Voladura controlada en taladros largos.....	39
Figura 9 Burden final.....	40
Figura 10 Carga - espaciamiento - burden.....	41
Figura 11 Plano de ubicación mina Yauricocha - Sociedad Minera Corona S.A.C. .....	47
Figura 12 Caracterización geomecánica del macizo rocoso.....	54
Figura 13 Malla de perforación sección 3.5 *3.5 m RMR 41 -50.....	55
Figura 14 Cálculo de burden.....	55
Figura 15 Cálculo de burden.....	56
Figura 16 Malla de perforación para RMR de 41 – 50.....	57
Figura 17 Malla de perforación para RMR de 51 – 60.....	59
Figura 18 Formula para el cálculo de la sección de un túnel.....	63
Figura 19 Evaluación de la longitud de avance por guardia Vs lo programado..	64
Figura 20 Evaluación de la longitud de avance promedio por guardia Vs programado.....	65
Figura 21 Evaluación del taco promedio por guardia Vs lo programado.....	65
Figura 22 Evaluación de la longitud de avance ejecutado Vs programado (m) ..	66
Figura 23 Evaluación de la altura ejecutada Vs programado (m).....	67
Figura 24 Evaluación de la altura promedio de la labor ejecutada Vs lo programado (m).....	68
Figura 25 Evaluación del ancho ejecutado de la labor Vs programado(m) .....	68
Figura 26 Evaluación del ancho promedio ejecutado de la labor Vs programado(m).....	69
Figura 27 Evaluación del área ejecutado de la labor Vs programado(m2) .....	69

Figura 28 Área ejecutada de la labor Vs programado m2 .....	70
Figura 29 Área promedio ejecutada de la labor Vs programado m2 .....	70
Figura 30 Volumen roto de la labor Vs programado m3 .....	71
Figura 31 Volumen promedio roto de la labor Vs programado m3 .....	72
Figura 32 Longitud de avance ejecutado Vs programado .....	73
Figura 33 Longitud de avance promedio ejecutado Vs programado .....	73
Figura 34 Ancho de avance ejecutado Vs programado.....	74
Figura 35 Ancho de avance promedio ejecutado Vs programado.....	75
Figura 36 Altura de avance ejecutado Vs programado .....	75
Figura 37 Altura promedio de avance ejecutado Vs programado.....	76
Figura 38 Área de avance ejecutado Vs programado .....	77
Figura 39 Área promedio de avance ejecutado Vs programado .....	77
Figura 40 Volumen roto de avance ejecutado Vs programado.....	78
Figura 41 Volumen promedio ejecutado Vs programado m3 .....	79
Figura 42 Sacando punto de gradiente .....	82
Figura 43 Sacando punto de dirección.....	82
Figura 44 Resultado de la perforación del arranque .....	83
Figura 45 Longitud de perforación.....	83
Figura 46 Uso de taco de arcilla.....	84
Figura 47 Taladros de alivio .....	84

## RESUMEN

La presente investigación se propuso el siguiente problema general: ¿Cómo influye la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes, Rp 5516 - Nv 1120 Zona II Cuerpo Esperanza unidad de producción Yauricocha 2021?, cuyo objetivo general fue: Establecer la influencia de la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes, Rp 5516 - Nv 1120 Zona II Cuerpo Esperanza unidad de producción Yauricocha 2021 y la hipótesis general de la investigación fue: La aplicación de voladura controlada de recorte debido a separación entre barrenos genera esfuerzos de tracción perpendiculares a la superficie de contornos los cuales influyen en el control del perfil final de excavación en frentes, Rp 5516 - Nv 1120 Zona II Cuerpo Esperanza unidad de producción Yauricocha 2021

El método general empleado en la investigación fue el científico, tipo aplicado, nivel correlacional, el diseño no experimental, la población conformada por las labores de excavación minera y la muestra no probabilística por lo tanto no aleatoria esta conformada por la rampa: 5516, nivel: 1120, zona: II, cuerpo: Esperanza de la Unidad de producción Yauricocha.

Producto de la investigación se concluyó que: La aplicación de la voladura controlada de recorte en el perfil final de excavación nos permitió minimizar el daño al macizo rocoso; de acuerdo a la caracterización geomecánica efectuada con la cartilla de Bieniawski se establecieron los siguientes resultados; RMR promedio de 41.83 puntos, clase III, cuya descripción es de regular, con una cohesión (kPa): 150 – 200 y un ángulo de fricción de 35° a 40°; por otro lado se realizó el diseño de una nueva malla de perforación y voladura, del mismo modo se redujo la sobre y sub excavación llegando a un 3% en promedio.

**Palabras clave:** Voladura controlada, recorte, perfil final de excavación en frentes.

## ABSTRACT

The present investigation will carry out the following general problem: How does the application of controlled clipping blasting influence the control of the final profile of excavation in fronts, Rp 5516 - Nv 1120 Zone II Body Hope production unit Yauricocha 2021?, whose general objective was: To establish the influence of the application of controlled clipping blasting in the control of the final profile of excavation in fronts, Rp 5516 - Nv 1120 Zone II Cuerpo Esperanza production unit Yauricocha 2021 and the general hypothesis of the investigation was: The application of Controlled clipping blasting due to separation between holes generates tensile stresses perpendicular to the contour surface which influence the control of the final excavation profile in fronts, Rp 5516 - Nv 1120 Zone II Esperanza Corps Yauricocha 2021 production unit

The general method used in the investigation was the scientific, applied type, correlational level, the non-experimental design, the population made up of the mining excavation work and the non-probabilistic sample, therefore, it is not randomly conformed by the ramp: 5516, level: 1120, zone: II, body: Esperanza of the Yauricocha Production Unit.

As a result of the investigation, it was concluded that: The application of controlled clipping blasting in the final excavation profile allowed us to minimize the damage to the rock mass; According to the geomechanical characterization carried out with the Bieniawski primer, the following results were followed; Average RMR of 41.83 points, class III, whose description is regular, with a cohesion (kPa): 150 – 200 and a friction angle of 35° to 40°; On the other hand, the design of a new drilling and blasting mesh was carried out, in the same way the over and under excavation was reduced reaching an average of 3%.

**Keywords:** Controlled blasting, trimming, final excavation profile in fronts

## INTRODUCCIÓN

La presente investigación que lleva por título: “Aplicación de voladura controlada de recorte para el control del perfil final de excavación en frentes” partió de la problemática que la voladura convencional en túneles y trabajos de mina, dejan perfiles irregulares según el sistema de diaclasamiento de la roca, normalmente afecta a la estructura remanente llegando a profundidades de 2 m aproximadamente, la roca maltratada y debilitada según su tipo y condición, puede tener consecuencias de inestabilidad o desprendimiento con el tiempo.

Las operaciones efectuadas sin control generan problemas de sobre rotura, las labores no poseen un buen auto sostenimiento.

Referente a la explotación de minerales económicos se presenta una alta dilución.

Las labores en general presentan agrietamientos excesivos los cuales repercuten en los costos de sostenimiento artificial muchas veces resultan demasiado altos para la operación.

Para un mejor entendimiento la tesis se desarrolló en cuatro capítulos cuyos contenidos está establecido de la siguiente manera:

En el capítulo I se detalla: el planteamiento y formulación del problema dando a conocer el problema general y específico, del mismo modo se cita el objetivo general y específico seguidamente de la justificación práctica y metodológica; para culminar este capítulo se exponen la hipótesis general, específica y las variables de esta investigación.

El capítulo II trata de los antecedentes nacionales e internacionales, así como de las bases teóricas y la definición de términos básicos de la investigación.

El capítulo III está destinada para la metodología de la investigación, donde se resalta el método general, tipo, nivel, diseño, población y muestra, así como las técnicas e instrumentos de recolección de datos.

En el capítulo IV titulado resultados y discusión se exponen los datos que se obtuvieron de la investigación.

Finalmente se dan a conocer las conclusiones recomendaciones, referencias bibliográficas y anexos.

# **CAPITULO I**

## **PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO**

### **1.1 Planteamiento y formulación del problema**

La voladura convencional en túneles y trabajos de mina, dejan perfiles irregulares según el sistema de diaclasamiento de la roca, normalmente afecta a la estructura remanente llegando a profundidades de 2 m aproximadamente, la roca maltratada y debilitada según su tipo y condición, puede tener consecuencias de inestabilidad o desprendimiento con el tiempo.

Las operaciones efectuadas sin control generan problemas de sobre rotura, las labores no poseen un buen auto sostenimiento.

Referente a la explotación de minerales económicos se presenta una alta dilución.

Las labores en general presentan agrietamientos excesivos los cuales repercuten en los costos de sostenimiento artificial muchas veces resultan demasiado altos para la operación.

En tal sentido se hace necesario realizar la evaluación de la incorporación de cañas en los taladros de la corona.

### **1.1.1 Problema general**

¿Cómo influye la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes, Rp 5516 - Nv 1120 Zona II Cuerpo Esperanza unidad de producción Yauricocha 2021?

### **1.1.2 Problemas específicos**

- a) ¿Cuánto es la longitud del burden con la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes?
  
- b) ¿Cuánto es la longitud del espaciamiento con la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes?
  
- c) ¿Cuánto es la carga explosiva con la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes?
  
- d) ¿Cuánto es el volumen de la sobre excavación con la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes?
  
- e) ¿Cuánto es el volumen de la sub excavación con la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes?
  
- f) ¿Cuánto es el costo con la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes?

## **1.2 Objetivos**

### **1.2.1 Objetivo general**

Establecer la influencia de la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes, Rp 5516 - Nv 1120 Zona II Cuerpo Esperanza unidad de producción Yauricocha 2021.

### **1.2.2 Objetivos específicos**

- a) Determinar la longitud del burden para la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes.

- b) Calcular la longitud del espaciamiento para la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes.
- c) Determinar la carga explosiva para la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes.
- d) Efectuar el cálculo del volumen de la sobre excavación con la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes.
- e) Efectuar el cálculo del volumen de la sub excavación con la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes.
- f) Estimar el costo con la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes.

### **1.3 Justificación**

#### **1.3.1 Justificación práctica**

La presente investigación se propone realizar la investigación de la aplicación de voladura controlada de recorte para plantear oportunidades de mejora en el control del perfil final de excavación en frentes, de esta manera se pretende dar una propuesta de solución al problema de daño al macizo rocoso, sobredimensionamiento de las labores.

#### **1.3.2 Justificación metodológica**

Con la finalidad de desarrollar de la presente tesis, el investigador hará uso de metodologías propias para la toma de información insitu, los cuales serán procesados en forma ordenada y sistemática, estas metodologías podrán servir de base para otras investigaciones similares.

### **1.4 Hipótesis y descripción de variables**

#### **1.4.1 Hipótesis general**

La aplicación de voladura controlada de recorte debido a separación entre barrenos genera esfuerzos de tracción perpendiculares a la superficie de

contornos los cuales influyen en el control del perfil final de excavación en frentes,  
Rp 5516 - Nv 1120 Zona II Cuerpo Esperanza unidad de producción Yauricocha  
2021

#### **1.4.2 Hipótesis específicas**

- a) La longitud del burden para la aplicación de voladura controlada de recorte debido a que son perforados bastante próximos entre sí influyen en el control del perfil final de excavación en frentes.
  
- b) La longitud del espaciamiento para la aplicación de voladura controlada de recorte debido a que son perforados bastante próximos entre sí influyen en el control del perfil final de excavación en frentes.
  
- c) La carga explosiva para la aplicación de voladura controlada de recorte es menor debido a que se disparan simultáneamente influyen en el control del perfil final de excavación en frentes.
  
- d) El volumen de la sobre excavación con la aplicación de voladura controlada de recorte es mínima debido al control del perfil final de excavación en frentes.
  
- e) El volumen de la sub excavación con la aplicación de voladura controlada de recorte es mínima debido al control del perfil final de excavación en frentes.
  
- f) El costo con la aplicación de voladura controlada de recorte es menor debido a la menor carga explosiva a emplearse la cual influye en el control del perfil final de excavación en frentes.

#### **1.4.3 Variables**

A) Variable Independiente (X):

Voladura controlada de recorte

Indicadores:

- Longitud de burden
- Longitud de espaciamiento
- Carga explosiva
- Sobre rotura

- Sub rotura
- Costos

## B) Variable dependiente (Y)

Control del perfil final de excavación

Indicadores:

- Alto de la labor
- Largo de la labor
- Profundidad de la labor
- Daño al macizo rocoso

## **CAPITULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1 Antecedentes del problema**

##### **2.1.1 Antecedentes nacionales**

- a) Según: (1) en su investigación sobre “Voladura controlada y reducción porcentual de dilución y costos en tajeo con uso de Exsablock en la Minera Aurífera Retamas S.A. - 2019”

Se objetivo general fue:

- “Aplicar la voladura controlada usando Exsablock para la reducción porcentual de dilución y costos en tajeo de la Minera Aurífera Retamas S.A. – 2019”.

Los objetivos específicos fueron:

- “Reducir el porcentaje de dilución en tajeo aplicando la voladura controlada utilizando Exsablock en la Minera Aurífera Retamas S.A. – 2019”.
- “Identificar los factores que intervienen directamente en la voladura controlada en el tajeo y reducción de costos utilizado Exsablock en la Minera Aurífera Retamas S.A. – 2019”.

Producto de su investigación concluye que:

- “Mediante la voladura controlada usando Exsablock el porcentaje de dilución se ha reducido de 52 % a 47 %, con una diferencia de 5 %, los costos en perforación y voladura se ha reducido de 208,40 \$/m<sup>3</sup> a 192,78 \$/m<sup>3</sup>, con una

diferencia de 15.62 \$/m<sup>3</sup>, los costos en sostenimiento se han reducido de 671,58 \$/m a 655,40 \$/m con una diferencia de 16,17 \$/m. y en limpieza de 69,38 \$/m<sup>3</sup> a 62,60 \$/m<sup>3</sup>. Con una diferencia de 6.78 \$/m<sup>3</sup>, en los tajeos de la Minera Aurífera Retamas S.A. – 2019”.

- “Aplicando la voladura controlada utilizando explosivos Exsablock el porcentaje de dilución se ha reducido de 52 % a 47 %, con una diferencia de 5 % en la Minera Aurífera Retamas S.A. – 2019”.
- “Los factores que han intervenido directamente en la voladura controlada son: las propiedades de explosivo Exsablock de menor potencia y los tacos de detritos que han sido colocados en forma alternada en los tajeos TJ 1- A, TJ 2- A, TJ 3- A, de la Minera Aurífera Retamas S.A. 2019”.

b) Según: (2) En su investigación sobre “Modelo de voladura controlada para mejorar estabilidad de rampa 3293 en nivel 2100 veta Milagros – mina Parcoy – 2019”

El objetivo general fue:

- “Determinar de qué manera el modelo de voladura controlada influye en la mejora de la estabilidad de la rampa 3293 en nivel 2100 Veta Milagros – Mina Parcoy”.

Los objetivos específicos fueron:

- “Determinar en qué medida el estudio geomecánico influye en la mejora de la estabilidad de la rampa 3293 en nivel 2100 Veta Milagros – Mina Parcoy”.
- “Determinar en qué medida la reducción de la carga explosiva influye en la mejora de la estabilidad de la rampa 3293 en nivel 2100 Veta Milagros – Mina Parcoy”.

Producto de su investigación concluye que:

- “El modelo de voladura controlada influye positivamente en la mejora de la estabilidad de la rampa 3293 en nivel 2100 Veta Milagros – Mina Parcoy”.

- “El estudio geomecánico influye significativamente en la mejora de la estabilidad de la rampa 3293 en nivel 2100 Veta Milagros”.
  - “La reducción de la carga explosiva en los taladros del perímetro de la labor influye adecuadamente en la mejora de la estabilidad de la rampa 3293”.
  - “Con el uso del nuevo concepto de voladura controlada se ha eliminado la sobre rotura y el desquinche, mejorando la estabilidad de la labor y consecuentemente la seguridad”.
  - “En el terreno de calidad Mala A cuyo RMR varía de 31 a 40, el uso de la voladura controlada de precorte da buenos resultados porque se realiza el disparo del perímetro de la labor antes de la voladura completa del frente donde existe mayor cantidad de carga explosiva”.
  - “En el terreno de calidad Regular B cuyo RMR varía de 41 a 50, el uso de la voladura controlada de recorte permite mejorar la estabilidad de la rampa 3293. En este tipo de terreno se realiza la voladura de recorte porque puede auto sostenerse hasta la salida de los taladros perimetrales”.
- c) Según: (3) En su investigación sobre “Optimización de operaciones unitarias de perforación y voladura mediante voladura controlada en labores horizontales en la CIA minera Poderosa S.A.”

El objetivo general fue:

- “Conocer cómo influye buen diseño de malla de perforación en el avance de labores horizontales en CÍA. Minera Poderosa S.A”.

Los objetivos específicos fueron:

- “Determinar el burden y espaciamiento óptimo de diseño de malla de perforación y voladura para mejorar el avance en labores horizontales en CÍA. Minera Poderosa S.A”.

- “Determinar la cantidad de carga óptima de explosivo en los taladros para reducir y controlar la sobre excavación y costos unitarios en labores horizontales en la CÍA. Minera Poderosa S.A.”

Las conclusiones de su investigación fueron:

- “El costo promedio de sostenimiento con pernos Helicoidal 294.67 US\$/m, perno Split set 144.95 US\$/m (Konya + Chiappetta) y con Holmberg 14.73 US\$/m por cuestiones de seguridad”.
- “De acuerdo a la evaluación geomecánica se tiene 2 tipos de rocas: roca regular con RMR= 40-50 y Roca Mala = 30 - 40 RMR”.
- “Como las rocas son mayormente de calidad regular al momento de voladura originan sobre excavación, creando problemas de inestabilidad, motivo por el cual se tiene que utilizar sostenimiento con el modelo Konya + Chiappetta.”
- “Para efectos de controlar la sobre excavación se tiene que aplicar la voladura controlada (Smooth Blasting) en cuya optimización utilizar el modelo de matemático de Holmberg”.
- “La sobre excavación con Konya a 11%. y con Holmberg la sobre excavación llega a 0%, por ser una voladura controlada”.
- “Comparación de costo de voladura actual y Optimizado”.

Actual	Konya+Chiappetta	Holmberg
542.06 US\$/m	539.91 US\$/m	517.27 US\$/m

- Comparación de factor carga y potencia promedio.

descripción	Factor de Carga (Kg/m <sup>3</sup> )	Factor de Potencia (Kg/Ton)
Actual	3.41	1.26
Konya+Chiappetta	3.18	1.18
Holmberg	2.63	0.97

## 2.2 Bases teóricas

### 2.2.1 Clasificación del macizo rocoso según la clasificación geomecánica

#### RMR

“Las clasificaciones geomecánicas de rocas son un elemento fundamental en la caracterización de macizos rocosos ya sea mediante toma de datos de afloramientos o mediante sondeos con recuperación de testigo [..]”.

“Son fundamentales en estudios de túneles y taludes y permiten una clasificación rápida del macizo rocoso [..]”.

“Hoy nos centraremos en la más empleada de todas, la clasificación geomecánica RMR (Rock Mass Rating) o también llamada de Bieniawski por ser desarrollada por el profesor Z. T. Bieniawski en 1973 y actualizada en 1979 y 1989 [..]”.

“La clasificación geomecánica RMR permite obtener un índice de calidad del macizo rocoso a partir de resistencia de la roca intacta, grado de fracturación y diaclasado de las discontinuidades del macizo, presencia de agua y la orientación de las discontinuidades respecto al elemento de estudio: túnel, talud o cimentación [..]”.

“El índice RMR va desde 15 hasta 100 puntos a partir de los cuales el macizo rocoso puede clasificarse en 5 categorías [..]”.

➤ **Los parámetros geomecánicos que influyen en el índice RMR son:**

✓ **Resistencia de la roca matriz**

“Se mide a partir del ensayo de rotura a compresión simple de testigos de rocas o a partir del ensayo de carga puntual. La puntuación va desde 0 hasta 15 puntos dependiendo de la resistencia de la roca [..]”.

✓ **RQD**

“Valora el grado de fracturación del macizo según el universalmente conocido RQD desde 3 puntos para un valor de RQD inferior al 25% hasta 20 puntos para un valor de RQD superior al 90% [..]”.

✓ **Separación entre diaclasas**

“Como bien dice el enunciado puntúa el espaciamiento entre discontinuidades. La puntuación alcanza valores de 20 puntos para diaclasas separadas más de 2 m y un valor mínimo de 5 para diaclasas espaciadas menos de 6 cm [..]”.

✓ **Estado de las diaclasas**

Permite puntuar el estado de las diaclasas a través de persistencia o longitud de las discontinuidades, abertura, rugosidad, presencia de relleno y alteración de las juntas. El valor máximo es de 20 puntos mientras que el mínimo es de 0 puntos [..]”.

✓ **Presencia de agua freática**

“Mide las filtraciones de agua en el macizo, el flujo de agua y la humedad presente en las discontinuidades. La puntuación alcanza un valor de 15 para un macizo rocoso seco y un valor de 0 para cuando el agua está fluyendo entre las juntas con un caudal superior a 125 l/min o la relación presión de agua/tensión principal mayor es superior a 0,5 [..]”.

✓ **Corrección por la orientación de las discontinuidades**

“Permite corregir el índice RMR mediante la orientación de las principales discontinuidades en el macizo respecto a la orientación de la excavación. La valoración de este parámetro se desplaza desde orientaciones “muy favorables” hasta orientaciones “muy desfavorables” y cuyas puntuaciones dependen de si se trata de un túnel con valores comprendidos entre 0 y -12, un talud con valores comprendidos entre 0 y -60 y una cimentación con valores comprendidos entre 0 y -25 [..]”.

“A partir de los parámetros geomecánicos anteriores, se muestra a continuación el cálculo RMR de Bieniawski de 1989, también llamado RMR 89 donde puede estimarse de forma online el RMR a partir de los parámetros geomecánicos principales [..]”.

Tabla 1 Cartilla geomecánica RMR

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)						
CLASIFICACION DE BIENIASWSKI (1989)						
PARAMETRO	RANGO DE VALORES					VALORACION
	VALOR ESTIMADO					
R. COMPRESION UNIAxIAL (Mpa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	
RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	
ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0,6-2 (15)	0,2-0,6 (10)	0,06-0,2 (8)	< 0,06 (5)	
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)
	APERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)
	RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)
	INTEMPERIZA.	Sana (6)	Lig. Intempe. (5)	Mod.Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	
AJUSTE POR ORIENTACION	Muy Favorb. (0)	Favorable (-2)	Regular (-5)	Desfavorable (-10)	Muy Desfav (-12)	
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 6) =						
CLASE DE MACIZO ROCOSO						
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	
DESCRIPCION	I MUy BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUy MALA	

Tabla 2 Significado de la clase de macizos rocosos según el índice RMR

SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE MACIZOS ROCOSOS					
CLASE	I	II	III	IV	V
TIEMPO DE MANTENIMIENTO	10 años para 5 m	6 meses para 4 m	1 semana para 3 m	5 horas para 1,5 m	10 min para 0,5 m
COHESIÓN (kPa)	>300	200-300	150-200	100-150	<100
ANGULO DE FRICCIÓN	> 45°	40°-45°	35°-40°	30°-35°	<30°

Tabla 3 Clases de macizos rocosos según el índice RMR

CLASE DE ROCA					
R.M.R.	81 - 100	61 - 80	41 - 60	21 - 40	< 20
CLASE	I	II	III	IV	V
DESCRIPCIÓN	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala

Tabla 4 Sostenimientos a partir del índice RMR

Clase RMR	Excavación	Sostenimiento		
		Bulones	Gunita	Cerchas
I 100-81	Sección completa. Avances de 3 m.	Innecesario, salvo algún bulón ocasional	No	No
II 80-61	Sección completa. Avances de 1-1,5 m	Bulonado local en clave, con longitudes de 2-3 m y separación de 2-2,5 m eventualmnte copn mallazo.	5 cm en clave para impermeabilización	No
III 60-41	Avance y destroza. Avances de 1,5 a 3,0 m. completar sostenimiento a 20 m del frente.	Bulonado sistemático de 3-4 m con separaciones de 1,5 a 2 m en clave y hastiales. Mallazo en clave.	5 a 10 cm en clave y 3 cm en hastiales	No
IV 40-21	Avance y destroza. Avances de 1,0 a 1,5 m. completar Sostenimiento inmediato del frente, completar sostenimiento a menos de 10 m del frente.	Bulonado sistemático de 4-5 m con separaciones de 1-1,5 m en clave y hastiales con mallazo	10 a 15 cm en clave y 10 cm en hastiales. Aplicación según avanza la excavación.	Cerchas ligeras espaciadas 1,5 m cuando se requieran.
V ≤20	Fases múltiples. Avances de 0,5 a 1 m. gunitar inmediatamente el frente después de cada avance.	Bulonado sistemático de 5-6 m con separaciones de 1-1,5 m en clave y hastiales con mallazo.	15-20 cm en clave, 15 cm en hastiales y 5 cm en el frente. Aplicación inmediata después de cada avance.	Cerchas pesadas 0,75 m con blindaje de chapas y cerradas en solera.
Túneles de sección en herradura, máxima anchura 10 m, máxima tensión vertical 250 kp/cm <sup>2</sup>				

### 2.2.2 Voladura controlada y amortiguada

“Su objetivo de la voladura controlada es evitar el rompimiento de la roca fuera de límites previamente establecidos, es decir evitar la sobrerotura (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”  
(4)

“Su fundamento radica en el empleo de cargas explosivas lineares de baja energía colocadas en taladros muy próximos entre sí, los que se disparan en forma simultánea con la finalidad de crear y controlar la formación de una grieta o plano de rotura continuo, que límite la superficie final de un corte o excavación.”  
(4)

“En términos generales, si el disparo para este corte es anterior a la voladura principal, se le denomina “precorte o presplitting”, y si es posterior se le conoce como Recorte, voladura de contorno o voladura suave (Smooth blasting); en el caso de túneles también suele denominarse voladura periférica”. (4)

“Se emplea a menudo para el acabado superficial de túneles de obras hidráulicas o viales, para reducir el consumo de concreto cuando éstos tienen que ser cementados, y en cámaras subterráneas para mejorar el autosostenimiento de techos y paredes”. (4)

“También se aplica para excavaciones precisas para cimentación de maquinaria, para piques y chimeneas, para límite final de bancos en minería a tajo abierto y para extraer grandes y bien formados bloques de piedra ornamental en canteras de mármol, caliza marmórea y granito, entre otros” (4).

### **2.2.3 Teoría del método**

“Una carga explosiva convencional acoplada, que llena completamente un taladro, al detonar crea una zona adyacente en la que la resistencia dinámica a compresión de la roca es ampliamente superada, triturándola y pulverizándola. Fuera de esa zona de transición, los esfuerzos de tracción asociados a la onda de compresión generan grietas radiales alrededor de todo el taladro, lo que se denomina fisuramiento radial”. (4)

“Cuando son dos las cargas que se disparan simultáneamente, esas grietas radiales tienden a propagarse por igual en todas direcciones, hasta que, por colisión de las dos ondas de choque en el punto medio entre taladros, se producen esfuerzos de tracción complementarios perpendiculares al plano axial”. (4)

Las tracciones generadas en ese plano superan la resistencia dinámica a tracción de la roca, creando un nuevo agrietamiento y favoreciendo la propagación de las grietas radiales en la dirección de corte proyectado, lográndose esto en especial cuando dos taladros son cercanos. Posteriormente estas grietas se amplían y extienden bajo la acción de cuña de los gases de explosión que se infiltran en ellas. La propagación preferencial en el plano axial junto con el efecto

de apertura por la presión de gases permite obtener un plano de fractura definido. Según esto, el mecanismo de trabajo de una voladura de contorno comprende a dos efectos diferentes: uno derivado de la acción de la onda de choque y otro derivado de la acción de los gases en expansión. (4)

“La presión de gases es clave en la voladura controlada, por lo que se debe tratar de mantenerla hasta que complete la unión de las grietas que parten de los taladros adyacentes. Esto se conseguirá adecuando la longitud de retacado para evitar el escape prematuro de los gases a la atmósfera”. (4)

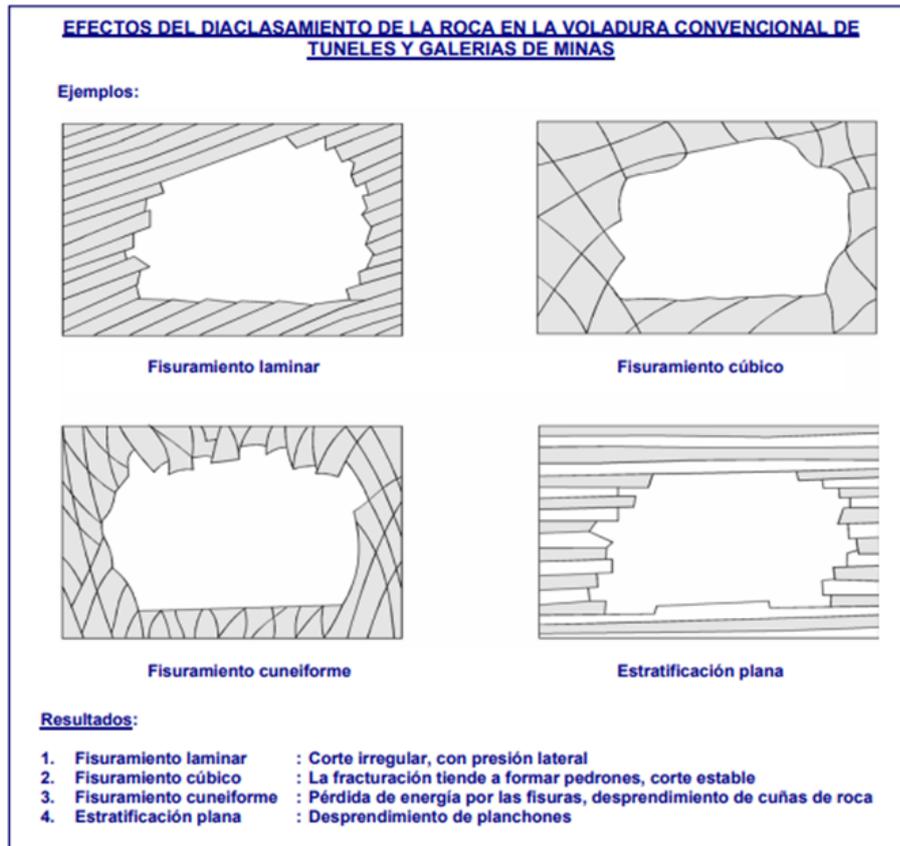
#### **2.2.4 Voladura controlada en trabajos subterráneos**

“La voladura convencional en túneles y otros trabajos de subsuelo, además de dejar perfiles irregulares según el sistema de diaclasamiento de la roca, normalmente afecta a la estructura remanente a profundidades que pueden llegar hasta 2 m maltratándola y debilitándola según su tipo y condición, lo que puede tener consecuencias de inestabilidad o desprendimiento con el tiempo”. (4)

“Este maltrato es mayor cuando se dispara con cargas excesivas, o cuando no se mantiene una adecuada secuencia de encendidos y los taladros salen casi simultáneamente”. (4)

“En obras de ingeniería de cierta consideración, como los túneles de irrigación o de hidroeléctricas, que deben ser estables y que usualmente se cementan, el perfil periférico irregular es inconveniente, debiendo ejecutarse adecuadamente para obtener una pared final de superficie lisa”. (4)

“Para evitar este maltrato y obtener paredes de corte liso se emplean métodos de voladura periférica controlada”. (4)



*Figura 1 Efectos del diaclasamiento de la roca en la voladura convencional de túneles y galerías de minas*

Fuente: Manual de perforación y voladura EXSA

### **A) Condiciones necesarias para la voladura controlada en subsuelo**

“Aplicables al acabado de túneles, cámaras y excavaciones para cimientos de máquinas y obras civiles”. (4)

#### **a) Perforación**

“El diámetro de los taladros de contorno normalmente es igual a los de producción.” (4)

“La precisión de la perforación es fundamental, debe mantenerse el alineamiento y paralelismo de los taladros de acuerdo al diseño del corte a realizar, para mantener un burden constante en toda la longitud del avance, de otro modo no se formará el plano de corte. Un mal emboquillado o desviaciones resultarán en sobrerotura o salientes de roca, así, desviaciones mayores de 0,10 a 0,15 m. al fondo pueden deformar el corte o dar lugar a tacos quedados (Bootlegs)”. (4)

“El espaciamiento entre taladros debe ser menor que el de voladura convencional, la relación espacio/burden baja de  $E = 1,3B$  normal a  $E = (0,5 \text{ ó } 0,8) B$ . En la práctica, para voladura amortiguada, esta distancia se estima entre 15 a 16 veces el diámetro y el burden de 1,2 a 1,5 veces el espaciamiento, mientras que para precorte el espaciado será de 8 a 12 veces el diámetro, considerándose el burden infinito. Así en la práctica son esenciales espaciamientos entre 0,3 y 0,6 m”. (4)

## **b) Carga**

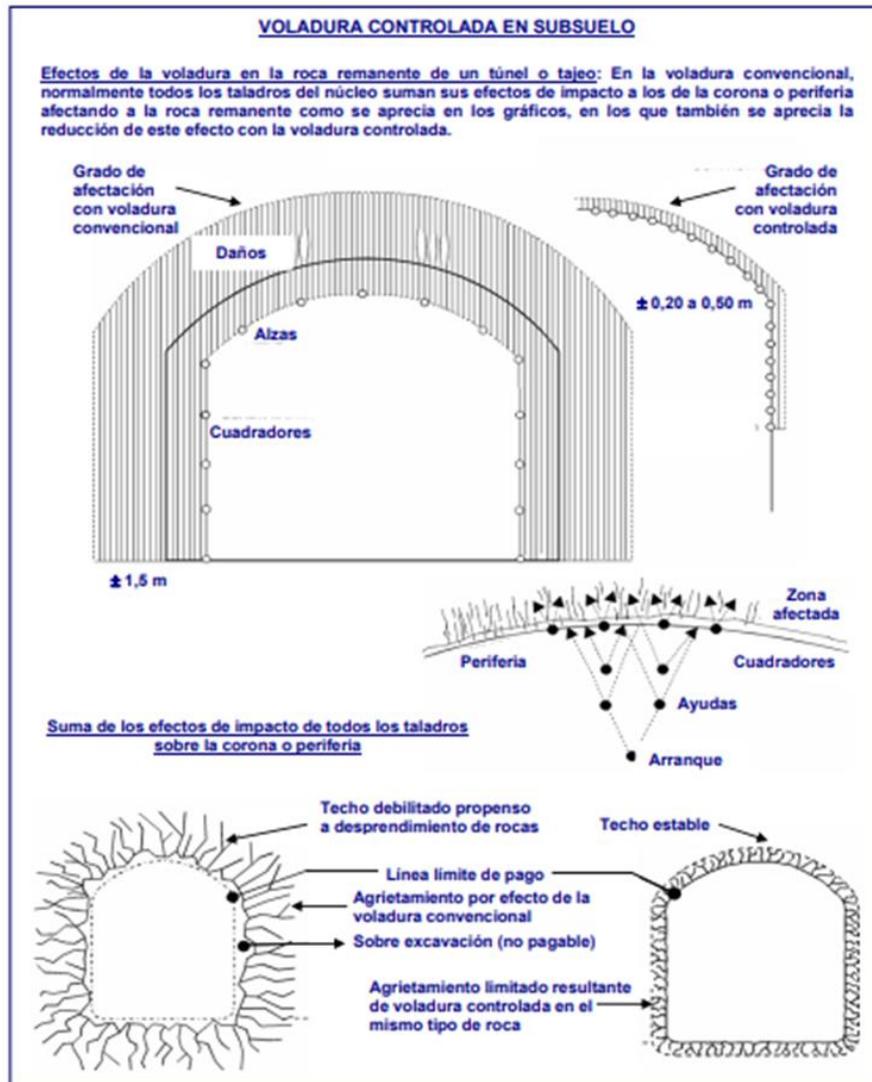
Se requiere baja densidad de carga explosiva, lo que se obtiene con:

“Explosivos especiales de baja energía y velocidad, usualmente en cartuchos de pequeño diámetro, como el Exsacorte de 22 mm, que produce unos 1,000 bares de presión, mientras que uno convencional puede llegar a 30.000 bar”. (4)

“La carga de columna debe ser desacoplada (no atacada), normalmente de sólo 0,5 veces el diámetro del taladro (relación 2:1) para poder formar un anillo de aire alrededor del explosivo que amortigüe el efecto de impacto al absorber parte de la energía de la explosión y debe distribuirse a todo lo largo del taladro (esto se facilita por ejemplo con los cartuchos largos de Exsacorte que cuentan con plumas centradoras plásticas)”. (4)

“La densidad de carga normalmente fluctúa entre 0,18 y 0,37 kg/m, para este caso, según el tipo de roca varía entre 0,08 y 0,22 kg/m”. (4)

“Si es necesario para amortiguar la onda y facilitar la formación del plano de corte, se puede intercalar taladros vacíos de guía entre los taladros cargados.” (4)



*Figura 2 Voladura controlada en subsuelo*

Fuente: Manual de perforación y voladura EXSA

### c) Carga de fondo

“Todo método de carguío requiere una carga de fondo de alta velocidad con factor de acoplamiento cercano al 100% (ejemplo uno o dos cartuchos convencionales de dinamita), para asegurar el arranque de la carga reducida de columna y evitar la formación de tacos quedados al fondo”. (4)

“Es también necesario sellar los taladros con taco inerte (steming) para contener los gases y para evitar que la columna desacoplada sea eyectada del taladro al detonar el cebo (o succionada por la descompresión subsiguiente a la voladura previa del disparo principal).” (4)

#### d) Disparo

“El disparo de todos los taladros del corte periférico debe ser simultáneo, o máximo en dos o tres etapas de retardo muy cercanas (si el perímetro a cortar es grande), de lo contrario el plano de corte puede no formarse completamente. Esto puede asegurarse con una línea troncal de encendido independiente. (4)

“Debe tomarse en cuenta que la velocidad pico de partícula generada por el disparo puede llegar a causar excesivo daño a la roca remanente, efecto que se puede reducir manteniéndola por debajo de los 700 a 1.000 mm/s. Esta velocidad se puede estimar con la siguiente fórmula empírica”: (4)

$$VPP = \frac{Ce}{d * b}$$

Donde:

VPP: Velocidad pico de partícula, en m/s.

Ce: Carga explosiva en caja, en kg.

d: Distancia radial desde el punto de detonación, en m.

b: Constante que depende de las propiedades estructurales y elásticas de la roca, y que varía de lugar a lugar. (4)

“Los medios usuales disponibles para carga controlada en pequeño diámetro son”:

- “Tubos plásticos rígidos con carga interior de dinamita de baja velocidad y presión, acoplables para formar columnas de longitud requerida, con plumas centradoras para desacoplar la carga; ejemplo: Exsacorte de 22 mm de diámetro por 710 mm de longitud”. (4)
- “Cartuchos convencionales de dinamita espaciados entre sí a una distancia equivalente a la longitud de un cartucho (0,20 m), iniciados axialmente con cordón detonante de bajo gramaje (3 g/m)”. (4)
- “Agentes de voladura de baja densidad, normalmente granulares con componentes diluyentes reducidos de energía como polietileno expandido,

aserrín, ceniza y otros. Tienen como inconveniente que pueden segregarse gravimétricamente y generan gases tóxicos.” (4)

- “Sistema de carga air deck con sólo carga de fondo y taco inerte, requiere adecuado control para asegurar resultados y la roca debe ser compatible con el método”. (4)
- “Cordón detonante de alto gramaje (60, 80, 120 g/m). Este elemento reduce la densidad de carga lineal, pero es costoso”. (4)

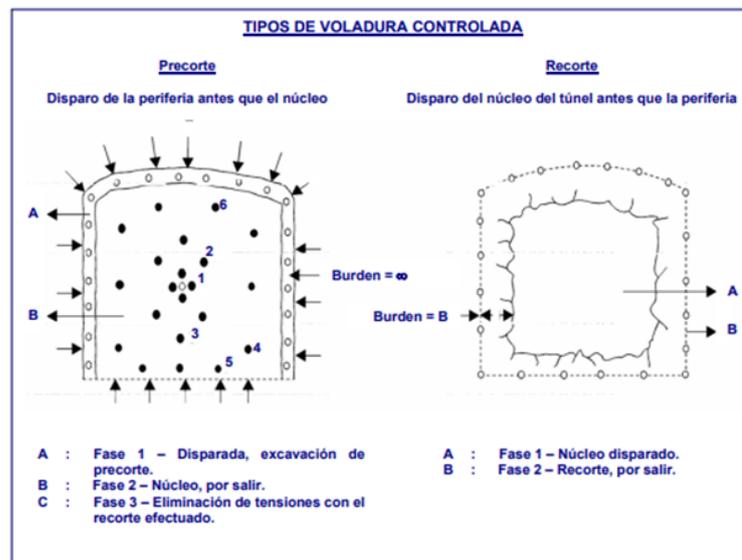


Figura 3 Tipos de voladura controlada

Fuente: Manual de perforación y voladura EXSA

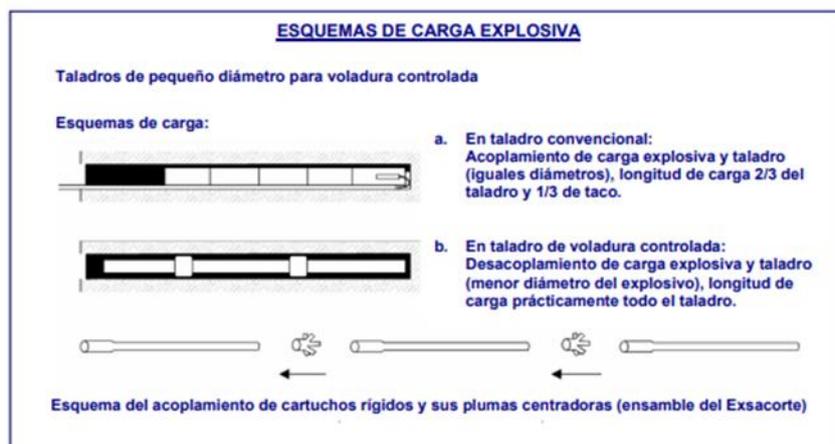


Figura 4 Esquemas de carga explosiva

Fuente: Manual de perforación y voladura EXSA

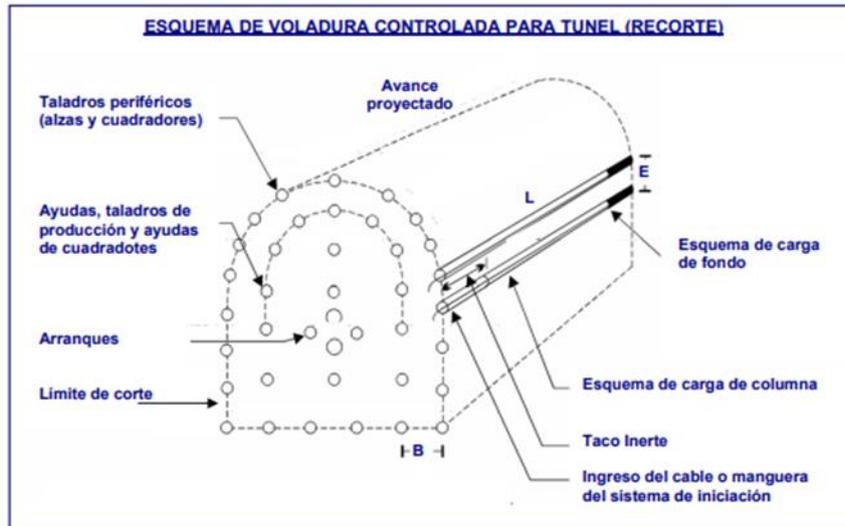


Figura 5 Esquema de voladura controlada para túnel (recorte)

Fuente: Manual de perforación y voladura EXSA

Ejemplo de valores propuestos para voladura controlada en túnel (Smooth blasting) típicos para roca masiva y competente.

Tabla 5 Valores propuestos para voladura controlada en túnel (Smooth blasting)

DIAMETRO DEL TALADRO (mm)	ESPACIAMIENTO (m)	BURDEN (m)	CARGA EXPLOSIVA LINEAR Y DESACOPLADA	
			FACTOR DE CARGA (kg/m)	DIAMETRO ESTIMADO (mm)
38 a 45	0,48 a 0,60	0,60 a 0,90	0,18 a 0,37	22
50	0,60 a 0,75	0,90 a 1,05	0,20 a 0,40	29

Fuente: Manual de perforación y voladura EXSA

“Naturalmente estos valores como los dados en el siguiente cuadro, se deberán verificar o ajustar de acuerdo a las condiciones reales de la roca y a las especificaciones del explosivo y método seleccionados. Mallas de voladura en túneles Relación entre burden y espaciamento (E/B) en la periferia.” (4)

- En voladura convencional:  $E = 1,3$  a  $1,5B$
- En voladura controlada:  $E = 0,5$  a  $0,8B$

*Tabla 6 Voladura convencional versus controlada*

DIAMETRO (mm)	VOLADURA CONVENCIONAL		VOLADURA CONTROLADA	
	BURDEN (m)	ESPACIAMIENTO (m)	BURDEN (m)	ESPACIAMIENTO (m)
16	0,62	0,80	0,60	0,45
22	0,87	1,13	0,85	0,70
32 a 38	1,25	1,50	0,70	0,60
51	1,80	2,30	0,90	0,70
64	2,25	2,80	1,20	0,90
76	2,50	3,10	1,40	1,10

Fuente: Manual de perforación y voladura EXSA

*Tabla 7 Rangos de energía y daño a la roca remanente*

RANGOS DE ENERGA Y DAÑO A LA ROCA REMANENTE				
DIAMETRO (mm)	TIPO DE EXPLOSIVO	CONCENTRACION LINEAR DE CARGA (kg/m)	PRESION DE TALADRO (bar)	AMPLITUD DEL MALTRATO CREADO (m)
45	ANFO	1,80	30 000	1,50 a 1,80
17 a 22	Exsacorte	0,80	900	0,20 a 0,30

Fuente: Manual de perforación y voladura EXSA

### 2.2.5 Evaluación de resultados del precorte

“Esta evaluación un tanto empírica puede hacerse de forma cuantitativa y cualitativa”.

“La evaluación cuantitativa se basa en el cálculo del factor de cañas visibles, que es el cociente entre la longitud de las medias cañas visibles después de la voladura y la longitud total que fue perforada”.

“El análisis conjunto de la superficie creada, en roca que permite observar detalles, facilitará la observación de daños o fallas que puedan corregirse ajustando factores de carga y espaciado entre taladros como se muestra en el cuadro siguiente”:

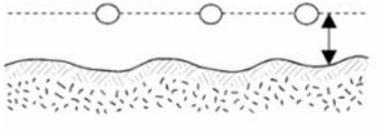
EVALUACION DE RESULTADOS DEL PRECORTE			
RESULTADO DE LA VOLADURA			SOLUCION
PERFIL DE EXCAVACION	FALLA	MOTIVO	
	Ninguna	Ninguno	Ninguna
	Sobreexcavación general	Sobrecarga Fila anterior de taladros sobrecargados	Disminuir carga Aumentar el espaciamiento Distanciar fila anterior Aumentar tiempo de retardo entre filas de voladura primaria

Figura 6 Evaluación de resultados del precorte

Fuente: Manual de perforación y voladura EXSA

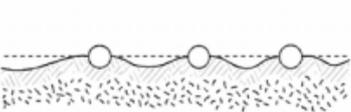
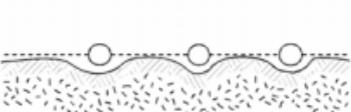
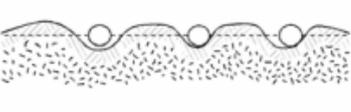
EVALUACION DE RESULTADOS DEL PRECORTE			
RESULTADO DE LA VOLADURA			SOLUCION
PERFIL DE EXCAVACION	FALLA	MOTIVO	
	Sobreexcavación alrededor de los taladros	La presión de taladro es superior a la resistencia dinámica a compresión de la roca	Disminuir la densidad lineal de carga y aumentar el desacoplamiento
	Sobreexcavación entre los taladros	Espaciamiento entre taladros demasiado pequeño	Aumentar el espaciado entre taladros
	Roca sobresaliente entre los taladros	Espaciamiento excesivo entre los taladros	Reducir el espaciado entre taladros y aumentar ligeramente la carga

Figura 7 Evaluación de resultados del precorte

Fuente: Manual de perforación y voladura EXSA

“En cada operación podrá prepararse algún esquema patrón de comparación, de acuerdo a la finalidad del trabajo” (4).

## **A) Voladuras controladas en taladros largos en cámaras subterráneas**

“Aquellas operaciones mineras de producción donde por su método de minado se abren profundas cámaras; por ejemplo, en el método de extracción Sublevel stope, el uso de voladuras controladas en el techo y paredes es fundamental para disminuir los riesgos de inestabilidad”. (4)

“En cámaras abiertas profundas donde se perforan taladros largos con barras de perforación extensibles, generalmente se controla el techo de dos formas”: (4)

- “Preparando previamente una cámara superior, cuyas dimensiones de base son las del tajeo, empleando perforadoras manuales tipo Jack leg, posteriormente se explota mediante taladros largos todo el mineral entre el piso de la cámara y la base del tajeo”. (4)
- “Cortando el techo, empleando cargas ligeras de explosivo a través de taladros perforados paralelamente, siguiendo un diseño de perforación de voladura controlada para formar el plano de límite al techo; posteriormente se explota el mineral entre el piso del tajeo y el techo cortado, de modo que el personal y equipos puedan trabajar en condiciones seguras”. (4)

“Para mejorar el efecto de corte se perforan taladros intermedios de alivio, generando de esta forma mayor área libre a los taladros a disparar y que asimismo sirven de guía para orientar el corte que limitará el techo”. (4)

“Carguío de cartuchos de dinamita espaciada para cortar el techo en tajeos abiertos, con perforación de taladros de alivio sin carga para mejorar el resultado del corte”. (4)

## **B) Parámetros importantes para voladuras controladas.**

### **a) Presión del taladro**

“Es la presión ejercida por la expansión de gases de detonación en las paredes del taladro. Cuanto menor sea esta presión menor será el daño a la pared final de la voladura, esta presión es aproximadamente el 50 % de la presión de

detonación del explosivo. Para lograr el efecto de corte en las voladuras controladas es necesario reducir la presión dentro del taladro desacoplado y/o espaciando las cargas explosivas dentro del mismo". (4)

La siguiente fórmula se puede usar para calcular la presión del taladro:

$$P_t = \rho_e \times (VOD)^{2/8}$$

Donde:

$P_t$ : presión de taladro.

$\rho_e$ : densidad del explosivo.

VOD: velocidad de detonación del explosivo.

“Para reducir la presión dentro del taladro, se debe desacoplar espaciar las cargas explosivas. El grado de acople de una carga explosiva está dada por”: (4)

$$C_r = (C)^{1/2} \times (\varnothing_e/\varnothing_t)$$

Donde:

$C_r$ : relación de acoplamiento.

$\varnothing_e$ : diámetro de explosivo.

$\varnothing_t$ : diámetro de taladro.

$C$ : porcentaje del taladro cargado con explosivo.

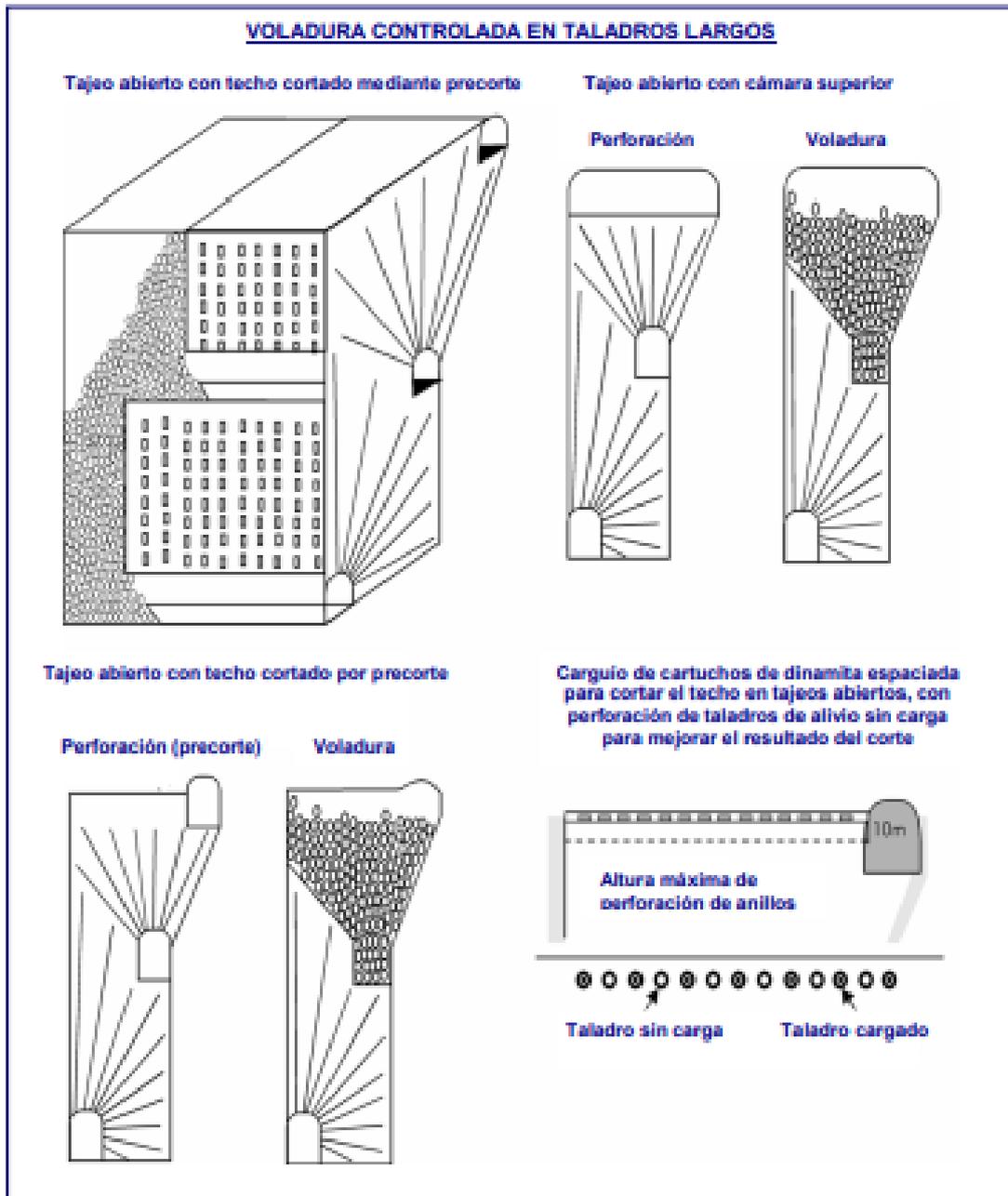
“La presión dentro del taladro de cargas explosivas desacopladas y espaciadas, será la siguiente”: (4)

$$P_{dt} = P_t \times (C_r)^{2,4}$$

Donde:

$P_t$ : presión de taladro.

$P_{dt}$ : presión dentro del taladro desacoplado.

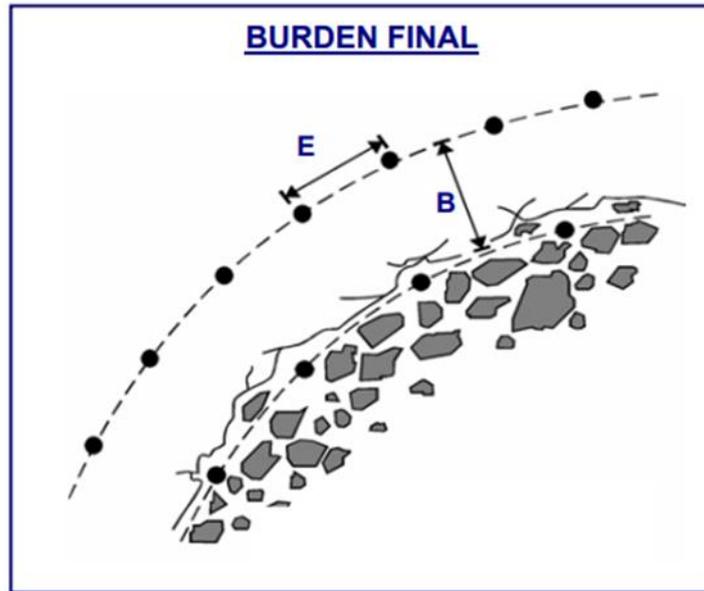


*Figura 8 Voladura controlada en taladros largos*

Fuente: Manual de perforación y voladura EXSA

**b) Relación de espaciamiento y burden**

“El espaciamiento entre taladros en una voladura controlada depende del tipo de roca y diámetro de perforación. En estas voladuras por lo general se recomienda una relación burden/espaciamiento (B/E) de 1.5 a 1; en la figura siguiente se observa el burden final para los taladros periféricos después de la voladura de producción (B). (4)



*Figura 9 Burden final*

Fuente: Manual de perforación y voladura EXSA

“Podemos partir de la siguiente relación para calcular el espaciado de taladros perimetrales: (4)

$$E \leq \varnothing t \times (Ptd + Rt)/Rt$$

Donde:

E: espaciado entre taladros.

$\varnothing t$ : diámetro de taladro.

Ptd: presión dentro del taladro.

Rt: resistencia a la tracción de la roca.

### **c) Precisión en la perforación**

“La precisión en la perforación es uno de los factores más importantes para el éxito de esta técnica, los taladros según diseño, deben perforarse paralelos y encontrarse en un mismo plano de corte”. (4)

### **d) Carga lineal**

“Para taladros de contorno con diámetros de perforación entre 32 y 51 mm se recomienda la tabla adjunta”. (4)

### e) Explosivos para voladura controlada

- Exsacorte: en tubos plásticos acoplables. (4)
- Exadit: dinamita en cartuchos espaciados, con cordón detonante y de bajo gramaje a lo largo del taladro y con espaciadores de madera o de caña. (4)
- Examon: con el método llamado Trim Blasting (cordón detonante axial de bajo gramaje a lo largo del taladro hasta el cebo. Tiene su detonador con línea independiente). (4)

*Figura 10 Carga - espaciamento - burden*

DIAMETRO DE TALADRO (mm)	DIAMETRO DE EXPLOSIVO (mm)	CARGA LINEAL (kg/m)	ESPACIAMIENTO (m)	BURDEN (m)
32	17	0,22	0,40 a 0,60	0,55 a 0,75
51	25	0,50	0,65 a 0,90	0,80 a 1,20

### 2.3 Definición de términos básicos

#### ➤ Barras o barrenos

“Son varillas o tubos de acero acoplables que transmiten el impacto del martillo a la broca, ubicada en uno de sus extremos” (4)

#### ➤ Brocas

“Las brocas son las herramientas cortantes, generalmente de acero altamente resistente al impacto, reforzadas en sus filos con insertos o botones de material muy duro resistente a la abrasión (carburo de tungsteno)”. (4)

#### ➤ Calor de explosión

“Es el calor generado y liberado por el proceso de reacción de un explosivo al ser activado”.

“Cuando se produce una explosión a presión constante ejerciendo únicamente un trabajo de expansión o compresión”, la “Primera Ley de la Termodinámica” (4)

➤ **Cara libre**

“Es indispensable para la formación y retorno de las ondas de tensión reflejadas que provocan la fragmentación”. “Si la cara libre es inadecuada la voladura será deficiente y si no hay cara libre las ondas de compresión viajarán libremente sin reflejarse, difundiéndose a la distancia sólo como ondas sísmicas”. (4)

➤ **Combustión**

“Puede definirse como tal a toda reacción química capaz de desprender calor pudiendo o no, ser percibida por nuestros sentidos, y que presenta un tiempo de reacción bastante lento”. (4)

➤ **Detonación**

“Es un proceso físico-químico caracterizado por su gran velocidad de reacción y por la formación de gran cantidad de productos gaseosos a elevada temperatura, que adquieren una gran fuerza expansiva (que se traduce en presión sobre el área circundante)”. (4)

➤ **Dinamitas**

“Altos explosivos mayormente compuestos por un elemento sensibilizador (nitroglicerina u otro éster estabilizado con nitrocelulosa), combinada con aditivos portadores de oxígeno (nitratos) y combustibles no explosivos (harina de madera) más algunos aditivos para corregir la higroscopicidad de los nitratos, todos en las proporciones adecuadas para mantener un correcto balance de oxígeno”. “En ellas todos sus componentes trabajan contribuyendo energéticamente en la reacción de detonación”. (4)

➤ **Explosión**

“La explosión, por su parte, es un fenómeno de naturaleza física, resultado de una liberación de energía tan rápida que se considera instantánea”. (4)

➤ **Gelatinas**

“Gelatina Especial 75 y 75 BN; Gelatina Especial 90 y 90 BN; Gelignita y Gelatina Explosiva (con densidades de 1,3 a 1,5 g/cm<sup>3</sup> y velocidades de 5 000 a

6 500 m/s) de consistencia plástica, elevado poder triturador para rocas duras y gran resistencia al agua para trabajos subacuáticos” (4).

➤ **Perforación**

“Es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos” (4)

➤ **Presión**

“Efecto de la acción expansiva de los gases calientes de una explosión”. (4)

➤ **Proceso de fracturamiento**

“La fragmentación de rocas por voladura comprende a la acción de un explosivo y a la consecuente respuesta de la masa de roca circundante, involucrando factores de tiempo, energía termodinámica, ondas de presión, mecánica de rocas y otros, en un rápido y complejo mecanismo de interacción” (4)

➤ **Semigelatinas**

“Semexsa 45, Semexsa 60, Semexsa 65 y Semexsa 80 (con densidades de 1,08 a 1,2 g/cm<sup>3</sup> y velocidades de 3 500 a 4 500 m/s), de consistencia granular o pulverulenta, adecuada para rocas semiduras y húmedas” (4)

➤ **Termoquímica de los explosivos**

“Se refiere a los cambios de energía interna, principalmente en forma de calor”.

“La energía almacenada en un explosivo se encuentra en forma de energía potencial, latente o estática”. (4)

## **CAPITULO III**

### **METODOLOGIA**

#### **3.1 Métodos y alcances de la investigación**

##### **3.1.1 Método general**

El método general de la investigación es el científico, debido que se seguirán pasos ordenados con la finalidad de demostrar las hipótesis planteadas mediante la observación experimental, para buscar la solución a la problemática planteada.

##### **3.1.2 Tipo de investigación**

El tipo de investigación es aplicada, debido a que en una primera instancia se aplicara los conocimientos de la investigación básica para solucionar el problema de la sobre excavación en las labores mineras.

##### **3.1.3 Nivel de investigación**

El nivel de investigación correlacional, el propósito consiste en buscar la causa efecto que se generan en el problema en la sobre excavación en las labores mineras.

#### **3.2 Diseño de investigación**

La investigación cuasi experimental, debido que la variable independiente será manipulada parcialmente para encontrar el efecto en la variable dependiente en la sobre el control del perfil final de excavación en frentes.

### **3.3 Población y muestra**

#### **3.3.1 Población**

La población está conformada por las labores excavaciones mineras del nivel 1120 ubicadas en la zona II del cuerpo Esperanza de la unidad de producción Yauricocha 2021

#### **3.3.2 Muestra**

La muestra no probabilística por lo tanto no aleatoria esta conformad por:

Rampa: 5516

Nivel: 1120

Zona: II

Cuerpo: Esperanza

Unidad de producción: Yauricocha.

### **3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos**

#### **3.4.1 Técnicas de recolección de datos**

- Observación
- Cuestionarios o encuestas
- Entrevistas
- Revisión bibliográfica.

#### **3.4.2 Instrumentos de recolección de datos**

- Observación experimental
- Guía para encuestas
- Ficha de entrevistas
- Reglamentos. normas, libros, revistas especializadas entre otras

## **CAPITULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

#### **4.1 Ubicación y acceso**

##### **A) Ubicación**

La unidad minera Yauricocha se encuentra ubicado en la cordillera occidental de los Andes, zona central del Perú.

Distrito: Alis

Provincia: Yauyos

Región: Lima

Coordenadas geográficas:

- 12°18' Latitud Sur
- 75°45' Longitud Oeste.

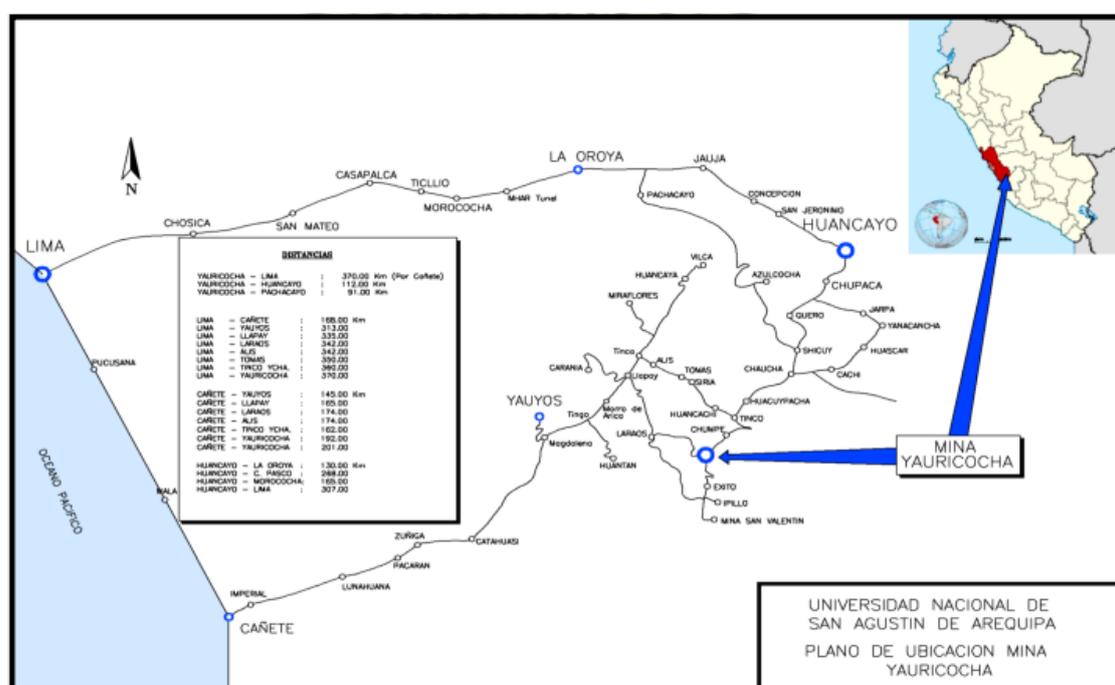
##### **B) Acceso**

El acceso a la unidad minera desde la ciudad de Lima cuenta con dos vías principales; la primera a través de Lima a La Oroya, Pachacayo, Yauricocha con un total de 330 Km. de recorrido, con un total de 310 son asfaltados y la segunda ruta compuesta por una vía inmediata a través de la ciudad de Cañete-Llapay-Yauricocha con un kilometraje de 349.

Tabla 8 Recorrido desde la ciudad de lima a la unidad minera Yauricocha

De	A	Distancia (km)	Tipo de vía
Lima	Cañete	168	Asfaltado
Cañete	Llapay	145	Asfaltado
Llapay	Laraos	7	Asfaltado
Laraos	Tomas	9	Asfaltado
Tomas	Tinco	10	Asfaltado
Tinco	Yauricocha	10	Afirmado
Total		349	

Figura 11 Plano de ubicación mina Yauricocha - Sociedad Minera Corona S.A.C.



### C) Topografía y altitudes

La unidad minera Yauricocha, está ubicado en la Cordillera Occidental de los Andes, el relieve de la zona es muy accidentado con escarpas y cumbres elevadas, algunas partes de la zona presentan nieves perpetuas, actual los rastros del valle es el tipo "U" característicos de la erosión glaciár, circos glaciares, lagunas escalonadas como: Yauricocha, Uñascocha y Acococha ubicadas al sur de la mina, fuera del área de estudio.

En yacimiento minero presenta afloramientos de intrusivos, calizas y lutitas, exponen claramente cuyas rocas han sido erosionadas con mayor facilidad, como ejemplo podemos nombrar la Quebrada Chumpe.

La Mina Central se encuentra a una altitud de 4,600 m.s.n.m, por otro lado, el Cerro Huamanripa presenta la elevación más importante, que sobrepasa los 4,700 m.s.n.m.

#### **D) Clima y vegetación**

El clima característico de la zona es frígido propio de la región Puna con temperaturas que oscilan entre los  $-3^{\circ}\text{C}$  y  $13^{\circ}\text{C}$ .

Durante el año se pueden apreciar dos estaciones bien definidas: el invierno con la presencia de fuertes lluvias se da entre los meses de diciembre a abril, y el verano entre los meses de mayo a noviembre.

La fauna característica de la zona, está constituido principalmente por auquénidos como: llamas, alpacas, guanacos, así como también roedores, vizcachas, patos silvestres y aves de rapiña.

El área presenta una vegetación típica de puna, las cuales están cubierta por pastizales de lchu.

#### **E) Recursos humanos, naturales y materiales**

La mano de obra está clasificada como calificada debido a los años que vienen laborando en la zona la industria minera.

Los recursos materiales, alimentos principalmente provienen de la ciudad de Huancayo y Yauyos, por otro lado, los recursos como la madera son de la zona de la selva.

Los recursos naturales (minerales) están enclavados en depósitos detríticos como material de ganga.

## **F) Geología del yacimiento**

### ➤ **Geomorfología**

La erosión Pliocénica de la superficie es claramente reconocible en el ondulado campo abierto al NE de la divisoria Continental, mientras que al Sur Oeste el terreno se encuentra dividido por profundos valles y cañones y aun así las reliquias de la erosión superficial se encuentran marcadas por picos con un promedio de 5,000 m.s.n.m. Los valles arriba de los 4,000 metros, muestran los efectos de la glaciación pleistocénica. Morrenas laterales y terminales, valles en forma de “U”, valles colgados y lagunas excavadas por glaciares se encuentran bien desarrollados.

### ➤ **Geología local de mina Yauricocha**

La secuencia litológica local, expuesta en el área de la mina está dada por:

### ➤ **Formación Jumasha**

La formación Jumasha del Cretáceo Medio (Turoniano), con espesor promedio de 700 m consistente de caliza masiva de color gris claro. En la base, cerca al contacto con las areniscas, incluye intercalaciones de lutitas carbonosas.

### ➤ **Formación Celendín**

Sobreyaciendo concordantemente a las calizas Jumasha se encuentra la formación Celendín; formada por lutitas silicificadas finamente estratificada con intercalaciones de caliza recristalizada, calizas arcillosas, de edad Santoniana (cretácico superior). Su espesor promedio, en el área de Yauricocha, es de 400 metros. A esta unidad que anteriormente se le consideraba como estratos inferiores de las capas rojas Casapalca, localmente se le ha denominado France Chert.

### ➤ **Capas Rojas Casapalca**

Esta formación sobryace concordantemente a la formación Celendín siendo su contacto gradacional. Se le ha asignado una edad entre el Cretáceo Superior y el Terciario Inferior, ya que la ausencia de fósiles no permite datarla con exactitud. Está constituida principalmente por lutitas rojas calcáreas, calizas puras y calizas arenosas rojizas, ocasionalmente se ha reportado la presencia de

flujos de lava y capas tufáceas. En el camino a Chumpe, es posible observar las Capas Rojas, la que presenta un rumbo N25°W y buzamientos de 75° al SW.

### ➤ **Stock Yauricocha**

El stock granodiorítico de Yauricocha, es de forma irregular, su superficie cubre aproximadamente 6 km<sup>2</sup>, parte del contacto está controlado por la litología, siguiendo los planos de estratificación.

A lo largo de su contacto, al cortar a unidades de la formación Celendín, se encuentran afectadas por el metamorfismo a hornfels (France Chert), las capas rojas están afectadas a cuarcitas y hornfels, las calizas Jumasha, solo sufren un moderado blanqueamiento y marmolización.

La granodiorita es de color gris (zona de alteración) a gris rosáceo (zona inalterada), más o menos equigranular y de grano medio. El color en superficie de intemperismo se ve grisáceo con pátinas y/o impregnaciones de óxidos de fierro. Macroscópicamente, se observa fenocristales de plagioclasas, anfíboles, biotitas y trazas de magnetita. Al SW de la falla Yauricocha entre las localidades, El Paso, Éxito Ipillo y San Valentín, aflora otro cuerpo Intrusivo de composición granodiorítica, grano fino a medio, equigranular, de color gris a gris rosáceo, macroscópicamente se observan fenocristales de plagioclasas, hornblendas, biotitas, magnetita en trazas, dots y vetillas de epidota (albita pervasiva). En superficie de intemperismo adquiere un color grisáceo.

### ➤ **Metamorfismo**

Todas las masas intrusivas han producido aureolas de metamorfismo en las rocas encajonantes; la extensión, tipo y grado de metamorfismo varía grandemente con los diferentes tipos de roca. Las rocas se convierten en cuarcitas, lutitas hornfésicas y calizas recristalizadas.

Las aureolas metamórficas que rodean las intrusiones son de diferente extensión. El blanqueamiento de las lutitas se extiende más allá de la zona de los silicatos cálcicos: mientras que las calizas Jumasha son recristalizadas y blanqueadas por distancias bien cortas.

Localmente las emanaciones que escapan del intrusivo han producido en ciertos casos zonas angostas de: 1,00 m. - 3,00 m de skarns y otros de 30,00 m a 50,00 m las que realmente son parte integral de la intrusión, siendo en este caso intrusivo contaminado en vez de caliza alterada.

En estas zonas de skarns se han desarrollado epidota, zoisita, tremolita, wollastonita, flogopita, granate, clorita y diópsido.

➤ **Mineralización**

La mineralización presente en el depósito mineral de Yauricocha está formada principalmente por Cuerpos mineralizados, cuya mineralización está conformada por: pirita, cuarzo, enargita, calcopirita, bornita, covelita en el núcleo y parte central de los cuerpos; y masas sueltas de pirita friable, galena, esfalerita junto con algo de calcopirita en una ganga de calizas, arcilla y cuarzo en la periferia. Asimismo, la presencia de Au nativo se halla asociado a dichos sulfuros.

➤ **Enriquecimiento supergénico y oxidación**

La oxidación de los cuerpos mineralizados en Yauricocha es de parcial a completa y va desde superficie hasta por debajo del nivel 720. El enriquecimiento supergénico de sulfuros guarda estrecha relación con la distribución de los óxidos. La covelita, calcocita y digenita de origen supergénico se encuentra donde los sulfuros están en contacto con los óxidos.

➤ **Óxidos residuales**

Entre los minerales presentes en los óxidos formados "in-situ", se puede mencionar a la limonita; goethita, jarosita, hematita, cuarzo, yeso, anglesita, caolín, oro y plata. Con excepción de los óxidos residuales de los cuerpos mineralizados Mascota y Pozo Rico que se extienden desde superficie hasta por debajo del nivel 720. En general, los óxidos van hasta una profundidad de 10 a 15 m.

➤ **Óxidos transportados**

Estos óxidos están completamente libres de cuarzo y entre ellos se encuentra: cuprita cobre nativo, malaquita, azurita, brocantita, jarosita, cerusita, crisocola y óxido de manganeso. Estos óxidos transportados siguen la caja piso de los cuerpos mineralizados se les puede encontrar desde superficie hasta por debajo del Nivel 720, se encuentran relleno de cavidades Cársticas.

➤ **Controles de mineralización**

✓ **Control estructural**

Es sabido que los pliegues que pasan por el área de Yauricocha, muestran que el rumbo de sus ejes ha rotado respecto al plano horizontal unos 30°, como resultado de esta rotación tres sistemas principales de cizalla y juntas se han desarrollado con rumbo de E-W y NW-SE y NE-SW. El primer sistema es casi vertical, mientras que el segundo tiene buzamiento de 70° al NE debido a la influencia de los estratos en la dirección del cizallamiento y 75° SE los terceros.

La gran mayoría de los cuerpos mineralizados se encuentran siguiendo el cizallamiento NW-SE. Es muy probable que los cuerpos estén marcando la dirección del rumbo del cizallamiento que son más definidos en profundidad, hecho este que se constata en los niveles más profundos de la mina. Es muy posible que los cuerpos puedan tener su posición controlada en profundidad por la intersección del cizallamiento persistente NE-SW y E-W.

Visto en planta la posición de los cuerpos a emplazarse paralelos a estas dos direcciones de cizallamiento y junturamiento. Además, dos hechos corroboraron lo dicho anteriormente; el bandeamiento de la pirita dentro de los cuerpos mineralizados y la presencia de algunas vetas con ambas direcciones encontradas dentro de los intrusivos, Caliza Jumasha y France Chert.

El contacto calizo Jumasha - France Chert ha influenciado fuertemente en la forma y posición de los cuerpos Cuye y Catas. Este contacto tiene un rumbo de NW a SE y buza entre 85° y 70° al NE.

✓ **Control físico-químico**

La preferencia por la caliza mostrada por los cuerpos es bien marcada, aunque cuerpos discontinuos tipo vetas también se encuentran en la caliza y en la granodiorita.

Todos los cuerpos conocidos que tienen cobre se encuentran dentro de la aureola de recristalización de la caliza bordeando a las intrusiones de granodiorita y solamente cuerpos de Pb-Zn se han encontrado en caliza recristalizada.

La susceptibilidad al reemplazamiento de la caliza es aumentada por el fracturamiento acentuado y el tamaño más grande de los cristales de calcita, consecuentemente no es sorprendente que los cuerpos grandes se encuentran dentro de la aureola de caliza recristalizada y donde los tipos de rocas difieren en competencia. Como él. Contacto Caliza - France Chert - Intrusivo.

**G) Trabajo de campo**

Los trabajos de campo se desarrollaron de la siguiente manera:

- Evaluación de la caracterización geomecánica del macizo rocoso.
- Evaluación de la línea base de los indicadores actuales en las actividades de perforación y voladura.
- Evaluación de la sobre excavación.
- Evaluación de la sub excavación.
- Análisis de la malla de perforación.
- Performance de los explosivos y accesorios de voladura.
- Evaluación de la voladura, daños al macizo rocoso.
- Capacitación a los trabajadores.

## 4.2 Evaluación de la caracterización geomecánica del macizo rocoso de excavación en frentes

Figura 12 Caracterización geomecánica del macizo rocoso

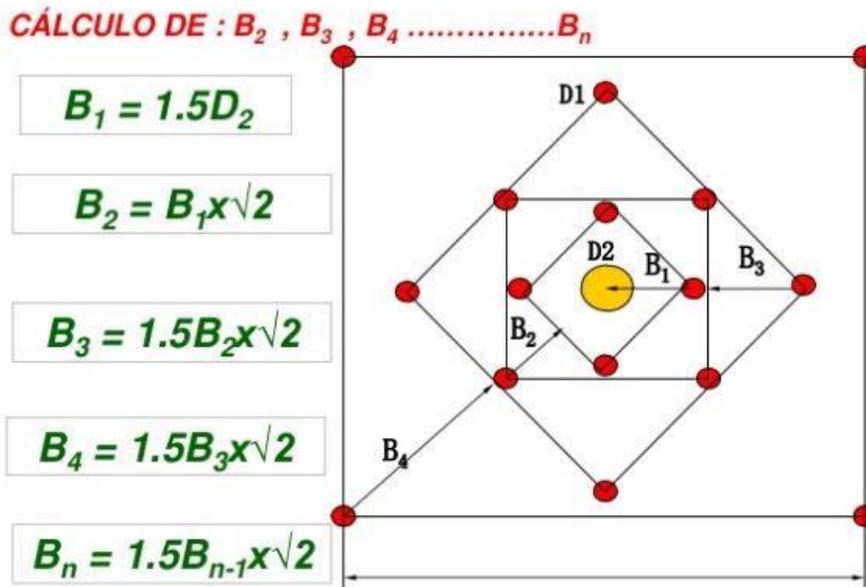
Fecha	Nivel	Labor	Cuerpo	Progresiva	RMR	Sostenimiento
12/10/21	1120	Rp 5516	Esperanza	0+015	41	Shotcrete 3' + Pernos Helicoidal 8' a 1.5 m
14/10/21	1120	Rp 5516	Esperanza	0+018	42	Shotcrete 3' + Pernos Helicoidal 8' a 1.5 m
16/10/21	1120	Rp 5516	Esperanza	0+021	40	Shotcrete 3' + Pernos Helicoidal 8' a 1.5 m
20/10/21	1120	Rp 5516	Esperanza	0+024	45	Shotcrete 3' + Pernos Helicoidal 8' a 1.5 m
23/10/21	1120	Rp 5516	Esperanza	0+027	38	Shotcrete 3' + Pernos Helicoidal 8' a 1.5 m
26/10/21	1120	Rp 5516	Esperanza	0+030	40	Shotcrete 3' + Pernos Helicoidal 8' a 1.5 m
30/10/21	1120	Rp 5516	Esperanza	0+032	45	Shotcrete 3' + Pernos Helicoidal 8' a 1.5 m
03/11/21	1120	Rp 5516	Esperanza	0+035	47	Shotcrete 3' + Pernos Helicoidal 8' a 1.5 m
06/11/21	1120	Rp 5516	Esperanza	0+037	44	Shotcrete 3' + Pernos Helicoidal 8' a 1.5 m
10/11/21	1120	Rp 5516	Esperanza	0+040	43	Shotcrete 3' + Pernos Helicoidal 8' a 1.5 m
13/11/21	1120	Rp 5516	Esperanza	0+042	40	Shotcrete 3' + Pernos Helicoidal 8' a 1.5 m
16/11/21	1120	Rp 5516	Esperanza	0+044	37	Shotcrete 3' + Pernos Helicoidal 8' a 1.5 m
Promedio					41.83	

Resumen del macizo rocoso el cual en promedio está definido como:

- RMR: 41-60
  - Clase: III
  - Descripción: Media
  - Cohesión (kPa): 150 - 200
  - Angulo de fricción: 35° a 40°
  - Tiempo de autosostenimiento: 1 semana para 3 m
  - Sostenimiento: Bulonado sistemático de 3 – 4 m con separación de 1.5 – 2 m en clave y hastiales. Malazo en clave.
- Shotcrete de 5 a 10 cm en clave y 3 cm en hastiales.



Figura 15 Cálculo de burden



**a) Resultados del cálculo del Burden:**

$B_1 = 0.26 \text{ m}$

$B_2 = 0.50 \text{ m}$

$B_3 = 0.56 \text{ m}$

$B_4 = 0.85 \text{ m}$

#### 4.4 Cálculo de la longitud del espaciamiento para la aplicación de voladura controlada

Para el RMR que oscila entre 41 – 60 puntos se establecieron las siguientes mallas de perforación:

##### 4.4.1 Mala de perforación para RMR de 41 – 50

Figura 16 Malla de perforación para RMR de 41 – 50

**MALLA DE PERFORACIÓN CON JUMBO ROCA SEMIDURA - TIPO IIIB**  
Sección 3.5 m x 3.5 m RMR 41-50

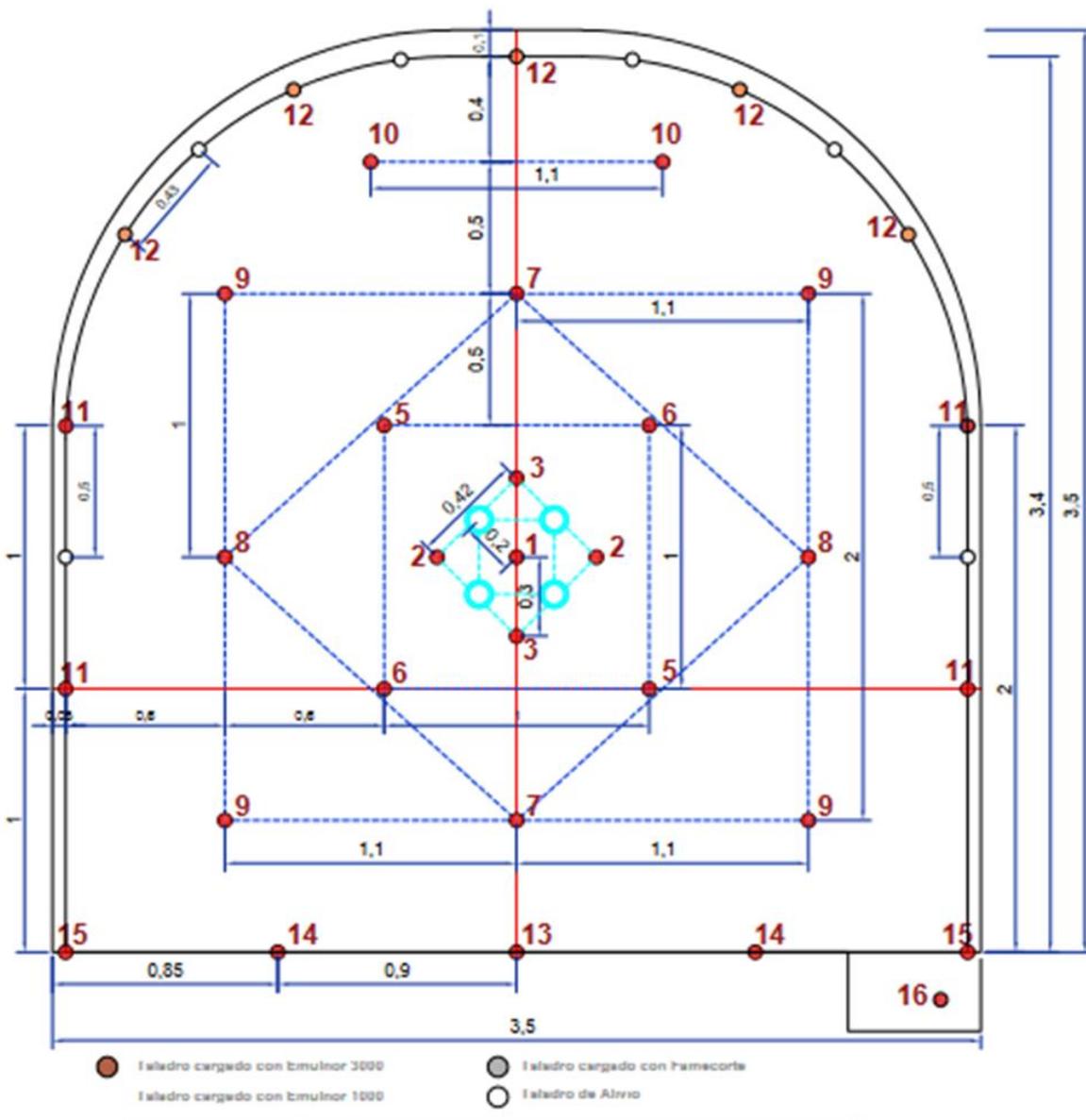


Tabla 9 Distribución por taladro 3.5m x 3.5m - tipo de roca semi dura RMR 41-50

DISTRIBUCIÓN POR TALADRO 3.5m x 3.5m - TIPO DE ROCA SEMI DURA RMR 41-50									
Secuencia de salida	DISTRIBUCION DE TALADROS			12 PIES					
				EMULNOR 1000	EMULNOR 3000		FAMECORTE E - 20	TOTAL	DENSIDAD DE CARGA
	Denominación	Cargados	Vacios	1 1/8" x 12"	1 1/4" x 12"	1 1/2" x 12"	m	Kg	Kg/tal
			Und	Und	Und				
1	ARRANQUE	5	4		55			14.6	2.9
2	1° AYUDA	4			44			11.7	2.9
3	2° AYUDA	4			40			10.6	2.7
4	3° AYUDA	4			40			10.6	2.7
5	AYUDA DE HASTIAL	0						0.0	0.0
6	AYUDA DE CORONA	2			18			4.8	2.4
7	HASTIAL	4	2	20	16			8.6	2.1
8	CORONA	5	4		5		25.0	4.8	1.0
9	ARRASTRE	5			45			12.0	2.4
10	CUNETA	1			7			1.9	1.9
<b>TOTAL CARGADOS</b>		<b>34</b>	<b>10</b>	<b>20</b>	<b>270</b>		<b>25</b>	<b>79.6</b>	<b>2.3</b>

DATOS TECNICOS			CONSUMO			RESULTADOS		
ITEM	12 pies	Und.	ITEM	12 pies	Und.	ITEM	12 pies	Und.
LONGITUD DE BARRA	3.7	m	CARMEX	2	pza	AVANCE POR DISPARO	3.0	m
SECCIÓN DE LABOR (A x H)	3.5   3.5	m	FANEL	34	pza	LONG. PROMEDIO TACO	0.2	m
LONG. PERF. EFECTIVA	3.3	m	EMULNOR 1000	4.3	Kg	EXPLOSIVO POR DISPARO	79.6	Kg.
DENSIDAD DE ROCA	2.7	gr/cm3	EMULNOR 3000	71.8	Kg	VOLUMEN ROTO	56.0	m3
N° TALADROS CARGADOS	34	Tal	FAMECORTE	25	pza	TONELAJE ROTO	98.8	t
N° TALADROS DE ALIVIO	10	Tal	CD 3P	20	m	FACTOR DE CARGA	1.42	Kg/m3
DIAMETRO DEL TALADRO	45	mm	TACO INERTE	34	Und.	FACTOR DE POTENCIA	0.81	Kg/t
TIPO DE CORTE EMPLEADO	CORTE QUEMADO		MR	0.5	m	FACTOR DE AVANCE	26.14	Kg/m

De la malla de perforación y voladura se establece el espaciamiento de acuerdo a la ubicación en el frente de minado, siendo el siguiente

Espaciamiento de taladros en el arranque = 0.50 m

Espaciamiento de taladros en la ayuda de arranque = 1.00 m

Espaciamiento de taladros de producción = 1.10 m

Espaciamiento de taladros en hastiales y corona = 0.50 m

Espaciamiento de taladros en rastras = 0.85 a 0.90 m

Espaciamiento de taladros de cuneta = 1.60 m del eje del frente m

#### 4.4.2 Mala de perforación para RMR de 51 – 60

Figura 17 Malla de perforación para RMR de 51 – 60

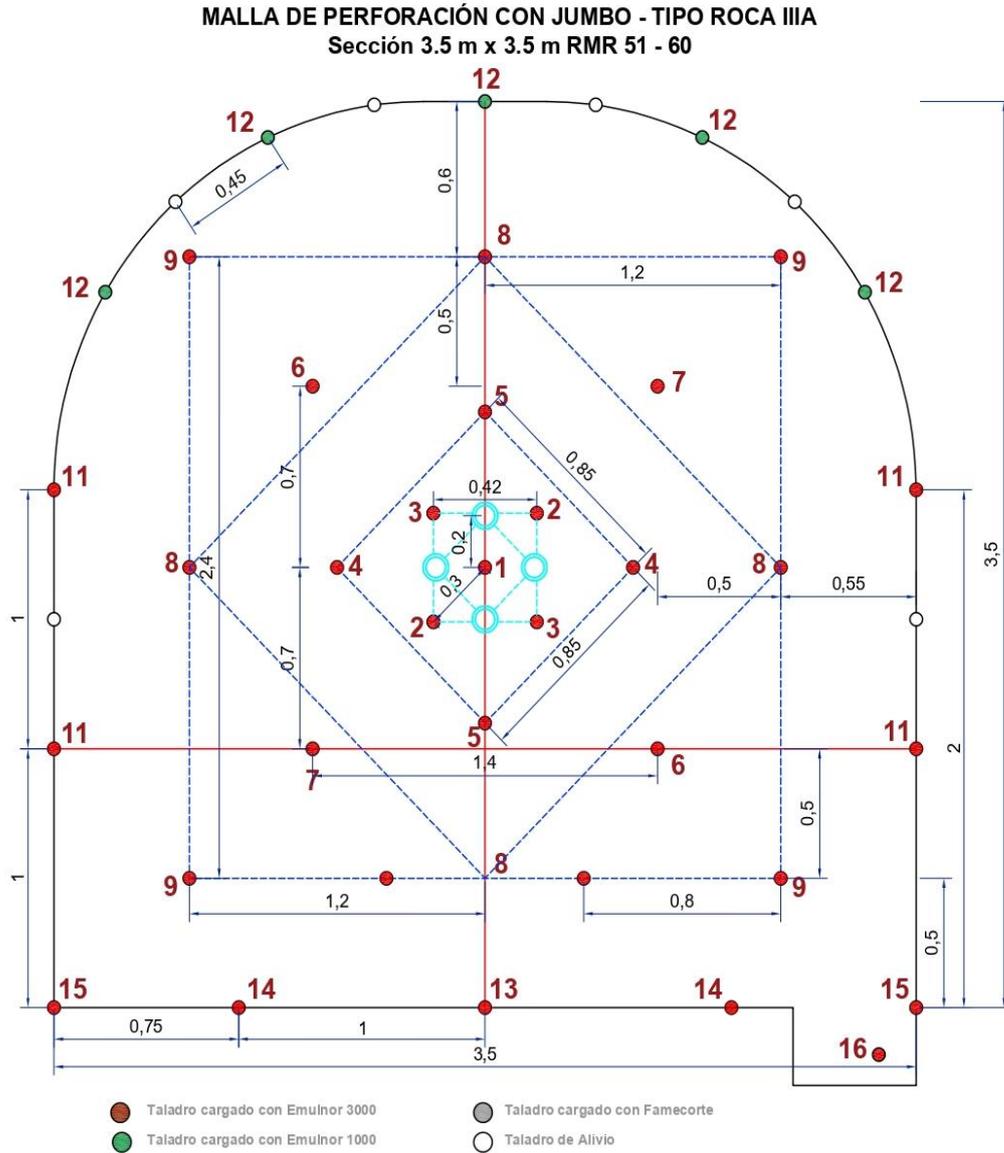


Tabla 10 Distribución por taladro 3.5m x 3.5m - tipo de roca semi dura RMR 41-50

DISTRIBUCIÓN POR TALADRO 3.5m x 3.5m - TIPO DE ROCA SEMI DURA RMR 41-50										
Secuencia de salida	DISTRIBUCION DE TALADROS			12 PIES						
				EMULNOR 1000	EMULNOR 3000		FAMECORTE E - 20	TOTAL	DENSIDAD DE CARGA	
	Denominación	Cargados	Vacios	1 1/8" x 12"	1 1/4" x 12"	1 1/2" x 12"	m			Kg
				Und	Und	Und				
1	ARRANQUE	5	4		55				14.6	2.9
2	1° AYUDA	4			44				11.7	2.9
3	2° AYUDA	4			40				10.6	2.7
4	3° AYUDA	4			40				10.6	2.7
5	AYUDA DE HASTIAL	0							0.0	0.0
6	AYUDA DE CORONA	2			18				4.8	2.4
7	HASTIAL	4	2	20	16				8.6	2.1
8	CORONA	5	4		5		25.0		4.8	1.0
9	ARRASTRE	5			45				12.0	2.4
10	CUNETA	1			7				1.9	1.9
<b>TOTAL CARGADOS</b>		<b>34</b>	<b>10</b>	<b>20</b>	<b>270</b>		<b>25</b>		<b>79.6</b>	<b>2.3</b>

DATOS TECNICOS			CONSUMO			RESULTADOS		
ITEM	12 pies	Und.	ITEM	12 pies	Und.	ITEM	12 pies	Und.
LONGITUD DE BARRA	3.7	m	CARMEX	2	pza	AVANCE POR DISPARO	3.0	m
SECCIÓN DE LABOR (A x H)	3.5   3.5	m	FANEL	34	pza	LONG. PROMEDIO TACO	0.2	m
LONG. PERF. EFECTIVA	3.3	m	EMULNOR 1000	4.3	Kg	EXPLOSIVO POR DISPARO	79.6	Kg.
DENSIDAD DE ROCA	2.7	gr/cm <sup>3</sup>	EMULNOR 3000	71.8	Kg	VOLUMEN ROTO	56.0	m <sup>3</sup>
N° TALADROS CARGADOS	34	Tal	FAMECORTE	25	pza	TONELAJE ROTO	98.8	t
N° TALADROS DE ALIVIO	10	Tal	CD 3P	20	m	FACTOR DE CARGA	1.42	Kg/m <sup>3</sup>
DIAMETRO DEL TALADRO	45	mm	TACO INERTE	34	Und.	FACTOR DE POTENCIA	0.81	Kg/t
TIPO DE CORTE EMPLEADO	CORTE QUEMADO		MR	0.5	m	FACTOR DE AVANCE	26.14	Kg/m

#### 4.5 Cálculo de la carga explosiva para la aplicación de voladura controlada

##### a) Datos técnicos

- Sección de la labor (A \*H) = 3.5 m\* 3.5 m
- Longitud de barra = 12 pies = 3.7 m
- Longitud de perforación efectiva = 3.3 m
- Densidad de la roca = 2.7 gr/cm<sup>3</sup>
- N° de taladros cargados = 34 Tal.
  - Arranque = Cargados 5 Taladros
  - Arranque = Vacíos 4 taladros
  - Primera ayuda = 4 taladros
  - Segunda ayuda = 4 taladros
  - Tercera ayuda = 4 taladros
  - Ayuda de hastiales = 0 taladros

- Ayuda de corona = 2 taladros
- Hastial = Cargados 4 taladros
- Hastial = Vacíos 2 taladros
- Corona = Cargados 5 taladros
- Corona = Vacíos 4 taladros
- Arrastre = Cargados 5 taladros
- Cuneta = Cargados 1 taladro
- Total, de taladros cargados = 34 taladros
- Total, de taladros de alivio = 10 taladros
- Tipo de corte empleado = Corte quemado

**b) Consumo**

- Carmex = 2 de 10 pies
- Carmex = 2 de 12 pies
- Fanel = 31 de 10 pies
- Emulnor 3000 = 67.5 kg
- CD 80p = 13 m
- CD 3P = 20 m
- Taco inerte = 31 unidades

**c) Resultados**

- Avance por disparo 2.5 m
- Longitud promedio de taco = 0.2 m
- Explosivo por disparo = 68.9 kg
- Volumen roto = 30.7 m<sup>3</sup>
- Tonelaje roto = 53.1 t
- Factor de carga = 2.24 kg/m<sup>3</sup>
- Factor de potencia = 1.30 kg<sup>7</sup>t
- Factor de avance 27.57 kg/m

#### 4.6 Cálculo del volumen de la sobre excavación con la aplicación de voladura controlada de recorte

*Tabla 11 Cálculo del volumen de la sobre excavación*

Fecha	Avance (m)	Ancho de la labor (m)	Alto de la labor (m)	Área de la labor m <sup>2</sup>	Volumen roto m <sup>3</sup>
Programado	3.00	3.5	3.5	11.116	33.347
12/10/2021	2.81	3.88	3.85	13.551	38.077
14/10/2021	2.78	3.62	3.69	12.131	33.723
16/10/2021	2.80	3.36	3.40	10.371	29.040
20/10/2021	2.75	3.68	3.82	12.776	35.134
23/10/2021	2.77	3.41	3.43	10.616	29.406
26/10/2021	2.80	3.55	3.82	12.345	34.566
30/10/2021	2.79	3.46	3.68	11.585	32.322
3/11/2021	2.80	3.38	3.44	10.558	29.563
6/11/2021	2.79	3.45	3.42	10.703	29.861
10/11/2021	2.79	3.68	3.40	11.320	31.582
13/11/2021	2.82	3.65	3.78	12.538	35.357
16/11/2021	2.80	3.59	3.82	12.478	34.937
Promedio	2.79	3.56	3.63	11.748	32.776

#### 4.1.1 Cálculo de sobre excavación

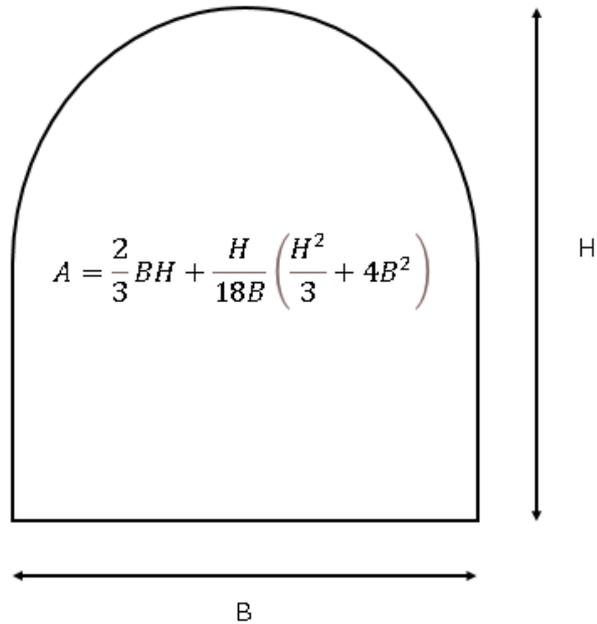
##### A) Características técnicas se la zona de estudio

- ✓ Tipo de roca
- ✓ Densidad de la roca = 2.7 gr/cc
- ✓ Sección (A \* H) = 3.5 \* 3.5 m
- ✓ N° de taladros cargados = 33 taladros
- ✓ N° de taladros de alivio = 04 taladros
- ✓ Total, taladros perforados = 37 taladros
- ✓ Diámetro de taladro = 45 mm
- ✓ Longitud promedio de perforación = 3.0 m
- ✓ Tipo de macizo rocoso III B

**B) Cálculo del área de la sección de la Rp 5516**

*Figura 18 Formula para el cálculo de la sección de un túnel*

*Calculo de la sección de un túnel*



$$A = \frac{2}{3} * BH + \frac{H}{18B} \left( \frac{H^2}{3} + 4B^2 \right)$$

✓ Aplicando la formula tenemos lo siguiente

$$A = \frac{2}{3} * 3.5 * 3.5 + \frac{3.5}{18 * 3.5} \left( \frac{3.5^2}{3} + 4 * 3.5^2 \right)$$

$$A = 11.11 \text{ m}^2$$

**C) Cálculo del área del volumen de la Rp 5516**

$$\text{Vol} = \text{area} * \text{long. de avance}$$

$$\text{Vol} = 11.11 \text{ m}^2 * 3 \text{ m}$$

$$\text{Vol} = 33.347 \text{ m}^3$$

**D) Avance por disparo**

*Tabla 12 Avances por guardia*

Guardia	Avance (m)	Taco (m)
Programado	3.00	0.00
12/10/2021	2.81	0.19
14/10/2021	2.78	0.22
16/10/2021	2.80	0.20
20/10/2021	2.75	0.25
23/10/2021	2.77	0.23
26/10/2021	2.80	0.20
30/10/2021	2.79	0.21
3/11/2021	2.80	0.20
6/11/2021	2.79	0.21
10/11/2021	2.79	0.21
13/11/2021	2.82	0.18
16/11/2021	2.80	0.20
Promedio	2.79	0.21

*Figura 19 Evaluación de la longitud de avance por guardia Vs lo programado*

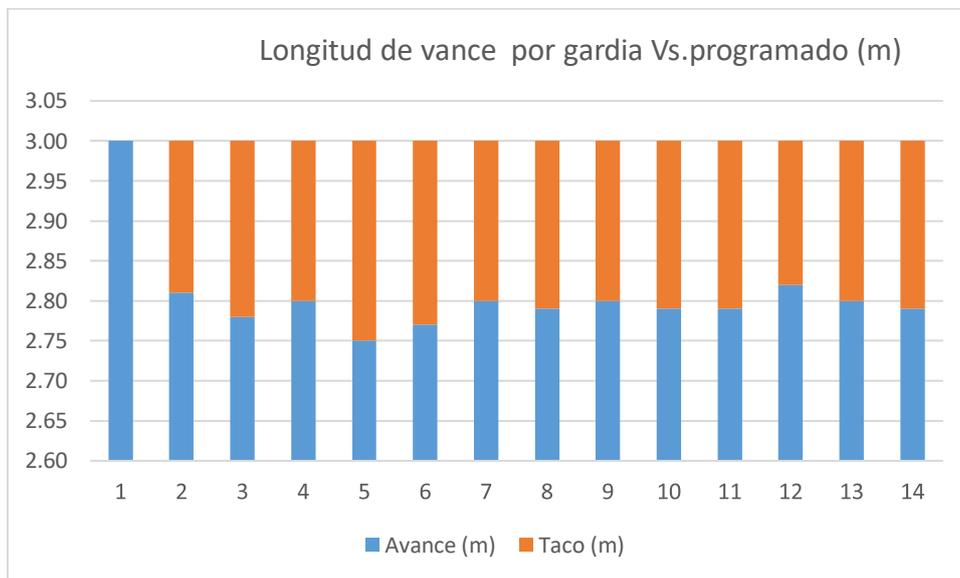


Figura 20 Evaluación de la longitud de avance promedio por guardia Vs programado

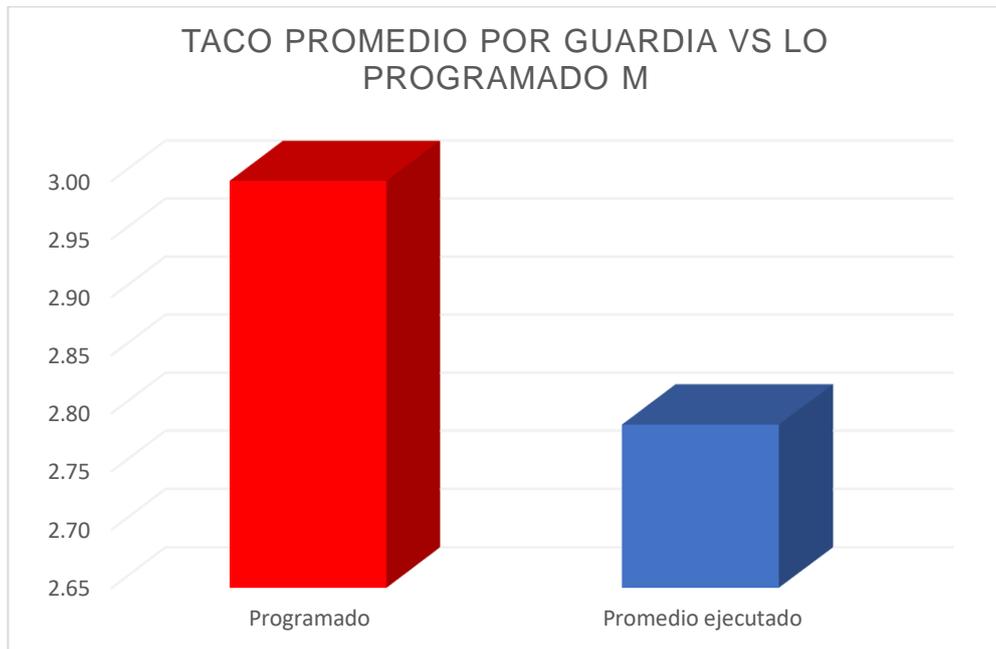


Figura 21 Evaluación del taco promedio por guardia Vs lo programado

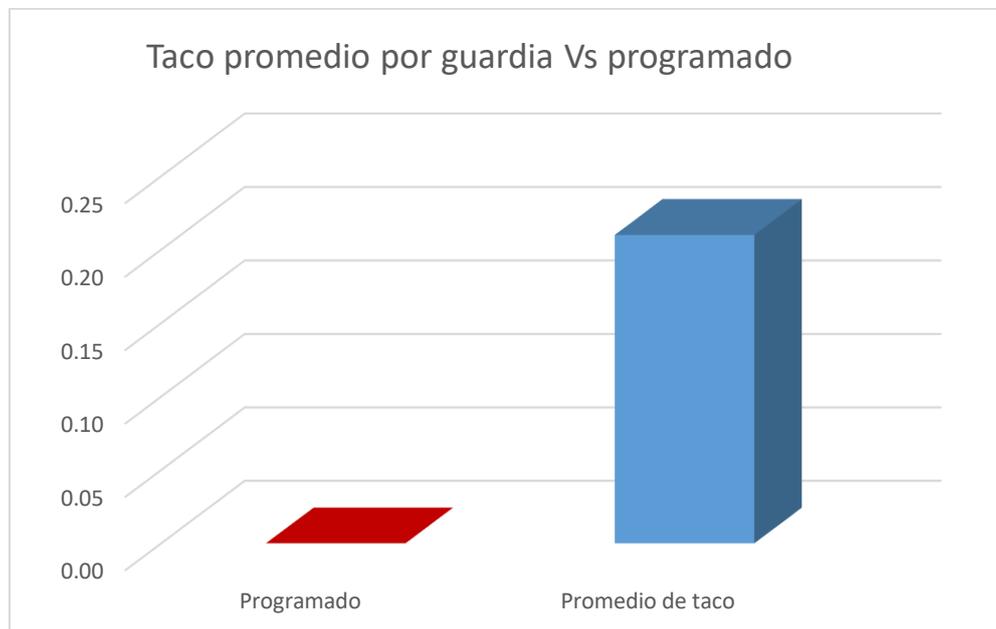
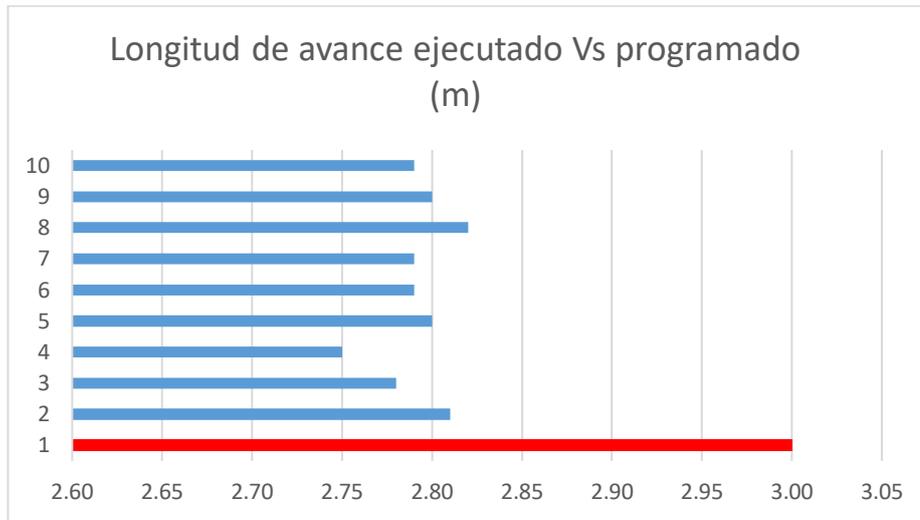


Figura 22 Evaluación de la longitud de avance ejecutado Vs programado (m)



**E) Explosivo y accesorios por disparos**

Tabla 13 Explosivo y accesorios por disparos

Explosivo y accesorios por disparos		
Emulnor 3000 (1 1/2'' * 12'')	158.0	Carts.
Emulnor 3000 (1 1/4'' * 12'')	80.0	Carts.
Emulnor 3000 (1 1/8'' * 12'')		Carts.
Emulnor 1000 (1 1/8'' * 12'')	45.0	Carts.
Cordón detonante 80P		m
Fanel 2.4 m (Detonador no eléctrico)		Pzs.
Fanel 3.6 m (Detonador no eléctrico)	33	Pzs.
Cordón detonante 3P	20	m

**F) Evaluación de los resultados de la sección de la labor**

**a) Para metros de la sección de la labor**

Tabla 14 Resultados de los parámetros de la sección de la labor

Descripción	Unidad
N° de tiros cortados	0
Longitud de avance promedio	2.79 m
Longitud promedio de taco	0.21 m
Volumen roto	34.18 m <sup>3</sup>
Tonelaje roto	92.29 t
Factor de carga	2.70 kg/m <sup>3</sup>
Factor de avance	33.10 kg/m
Factor de potencia	1.00 kg/t

**b) Evaluación de la sección de la labor ejecutado Vs programado**

*Tabla 15 Datos de campo de la sección programa Vs lo ejecutado*

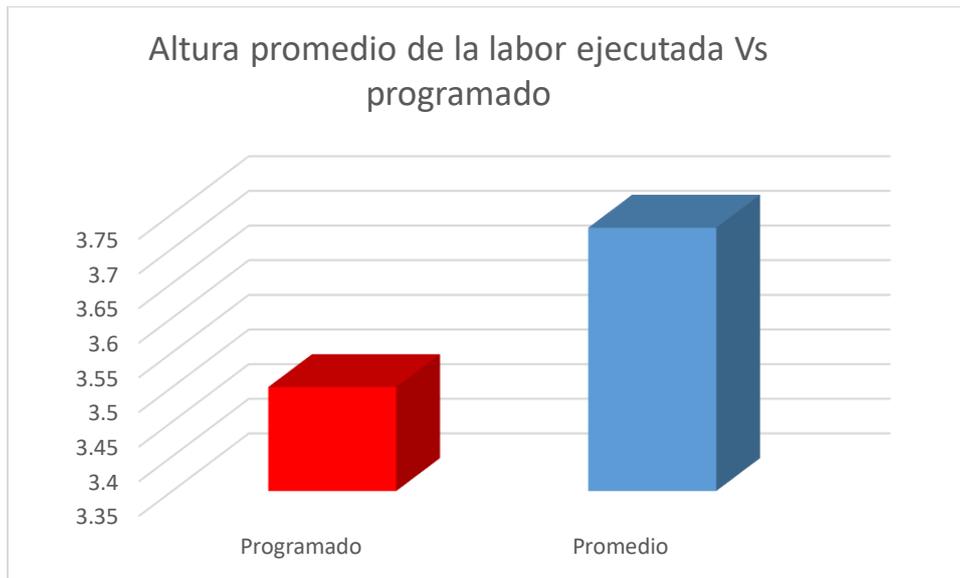
Fecha	Longitud de avance (m)	Ancho de la labor (m)	Altura de la labor (m)
Programado	3.00	3.50	3.50
12/10/2021	2.81	3.88	3.85
14/10/2021	2.78	3.62	3.69
20/10/2021	2.75	3.68	3.82
26/10/2021	2.80	3.55	3.82
30/10/2021	2.79	3.46	3.68
10/11/2021	2.79	3.68	3.40
13/11/2021	2.82	3.65	3.78
16/11/2021	2.80	3.59	3.82
Promedio	2.79	3.64	3.73

**c) Evaluación de la altura ejecutada de la labor Vs lo ejecutado**

*Figura 23 Evaluación de la altura ejecutada Vs programado (m)*



Figura 24 Evaluación de la altura promedio de la labor ejecutada Vs lo programado (m)



**d) Evaluación del ancho ejecutado de la labor Vs lo programado**

Figura 25 Evaluación del ancho ejecutado de la labor Vs programado(m)

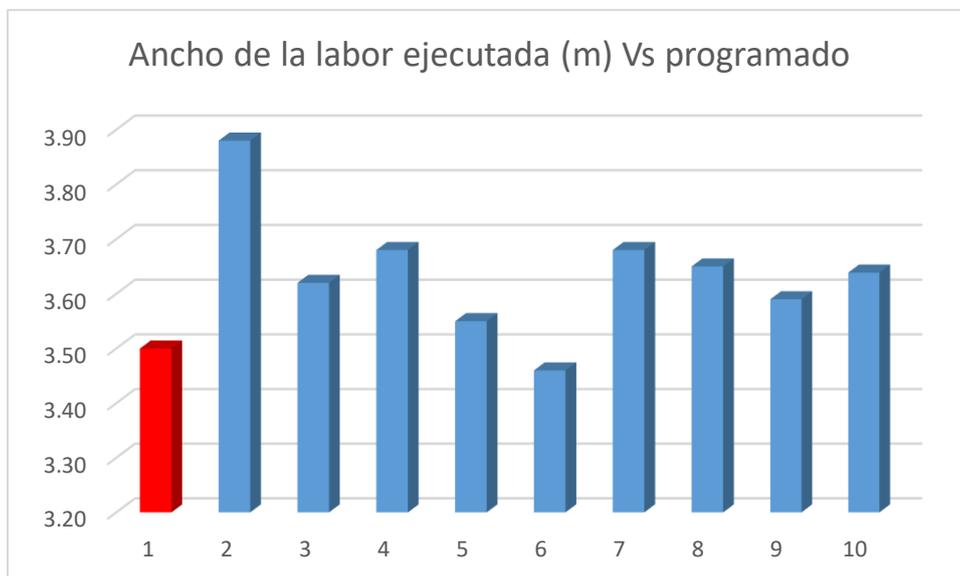
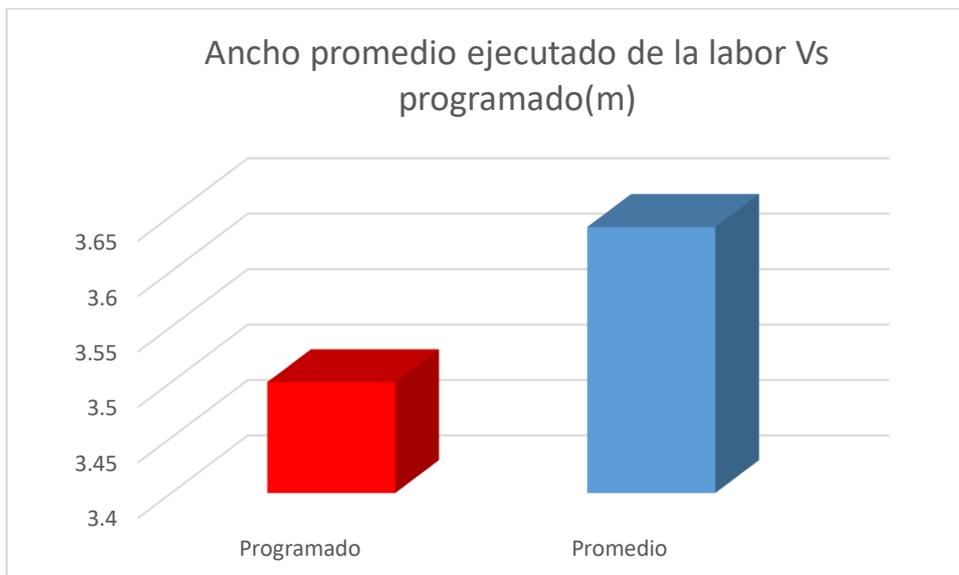


Figura 26 Evaluación del ancho promedio ejecutado de la labor Vs programado(m)



**e) Evaluación del área ejecutado de la labor Vs programado**

Figura 27 Evaluación del área ejecutado de la labor Vs programado(m2)

Fecha	Longitud de avance (m)	Ancho de la labor (m)	Altura de la labor (m)	Área de la labor m2
Programado	3.00	3.50	3.50	11.116
12/10/2021	2.81	3.88	3.85	13.551
14/10/2021	2.78	3.62	3.69	12.131
20/10/2021	2.75	3.68	3.82	12.776
26/10/2021	2.80	3.55	3.82	12.345
30/10/2021	2.79	3.46	3.68	11.585
10/11/2021	2.79	3.68	3.40	11.320
13/11/2021	2.82	3.65	3.78	12.538
16/11/2021	2.80	3.59	3.82	12.478
Promedio	2.79	3.64	3.73	12.340

Figura 28 Área ejecutada de la labor Vs programado m2

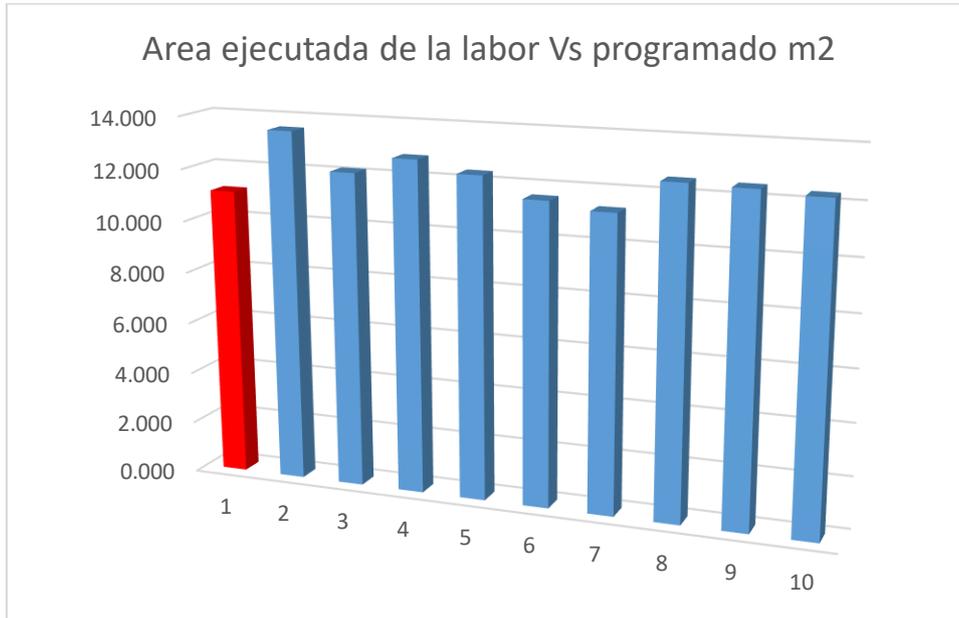
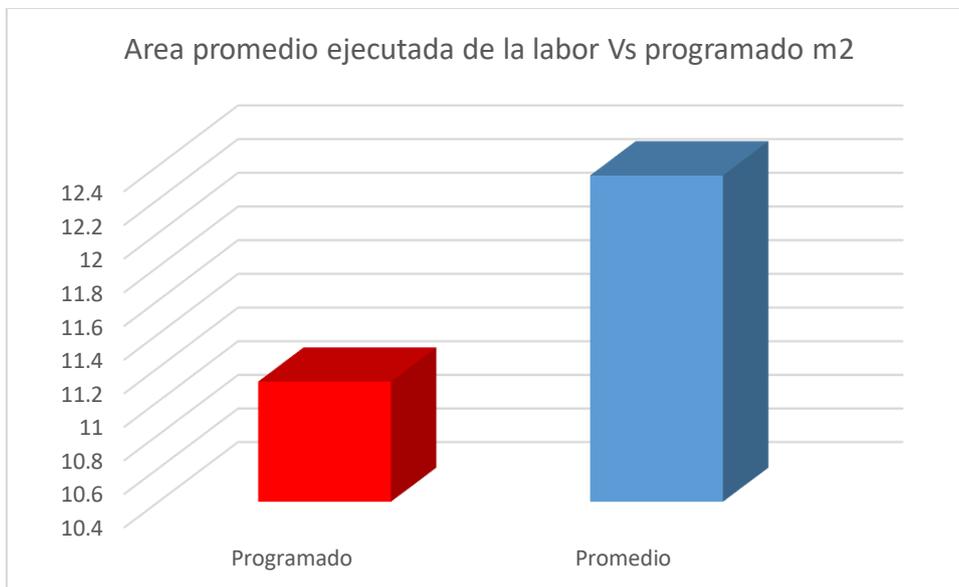


Figura 29 Área promedio ejecutada de la labor Vs programado m2



f) **Evaluación del volumen ejecutado de la labor Vs programado**

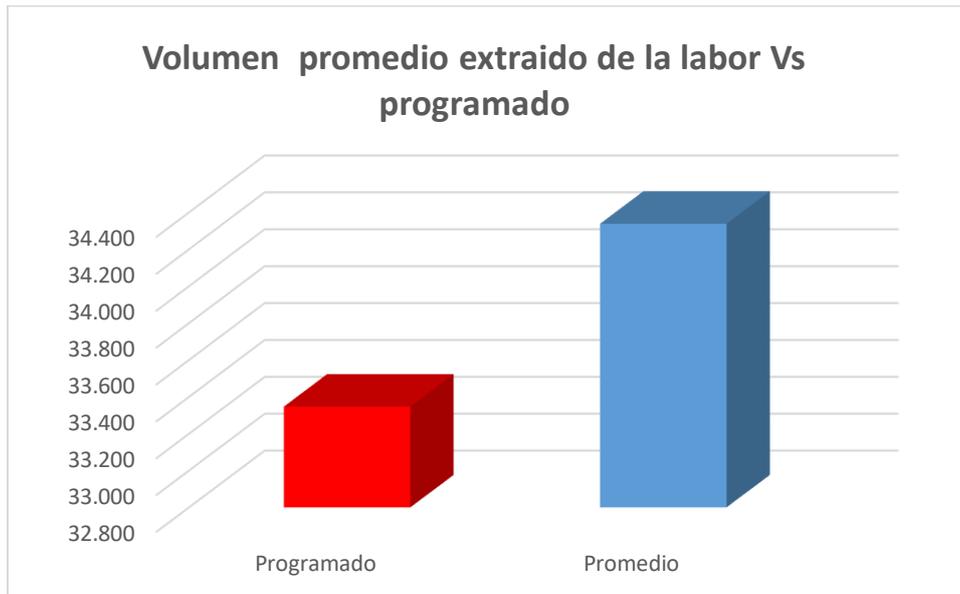
*Tabla 16 Evaluación del Volumen roto de la labor Vs programado(m2)*

Fecha	Longitud de avance (m)	Ancho de la labor (m)	Altura de la labor (m)	Volumen roto m3
Programado	3.00	3.50	3.50	33.347
12/10/2021	2.81	3.88	3.85	38.077
14/10/2021	2.78	3.62	3.69	33.723
20/10/2021	2.75	3.68	3.82	35.134
26/10/2021	2.80	3.55	3.82	34.566
30/10/2021	2.79	3.46	3.68	32.322
10/11/2021	2.79	3.68	3.40	31.582
13/11/2021	2.82	3.65	3.78	35.357
16/11/2021	2.80	3.59	3.82	34.937
Promedio	2.79	3.64	3.73	34.338

*Figura 30 Volumen roto de la labor Vs programado m3*



Figura 31 Volumen promedio roto de la labor Vs programado m3



#### 4.7 Cálculo del volumen de la sub excavación

Tabla 17 Datos para evaluar la sub excavación

Fecha	Longitud de avance (m)	Ancho de la labor (m)	Alto de la labor (m)	Área de la labor m2	Volumen roto m3
Base	3.00	3.50	3.50	11.116	33.347
16/10/2021	2.80	3.36	3.40	10.371	29.040
23/10/2021	2.77	3.41	3.43	10.616	29.406
3/11/2021	2.80	3.38	3.44	10.558	29.563
6/11/2021	2.79	3.45	3.42	10.703	29.861
Promedio	2.79	3.40	3.42	10.562	29.468

#### a) Longitud de avance de la sub excavación

Tabla 18 Datos de la longitud de la labor para evaluar la sub excavación

Fecha	Longitud de avance (m)
Base	3.00
16/10/2021	2.80
23/10/2021	2.77
3/11/2021	2.80
6/11/2021	2.79
Promedio	2.79

Figura 32 Longitud de avance ejecutado Vs programado

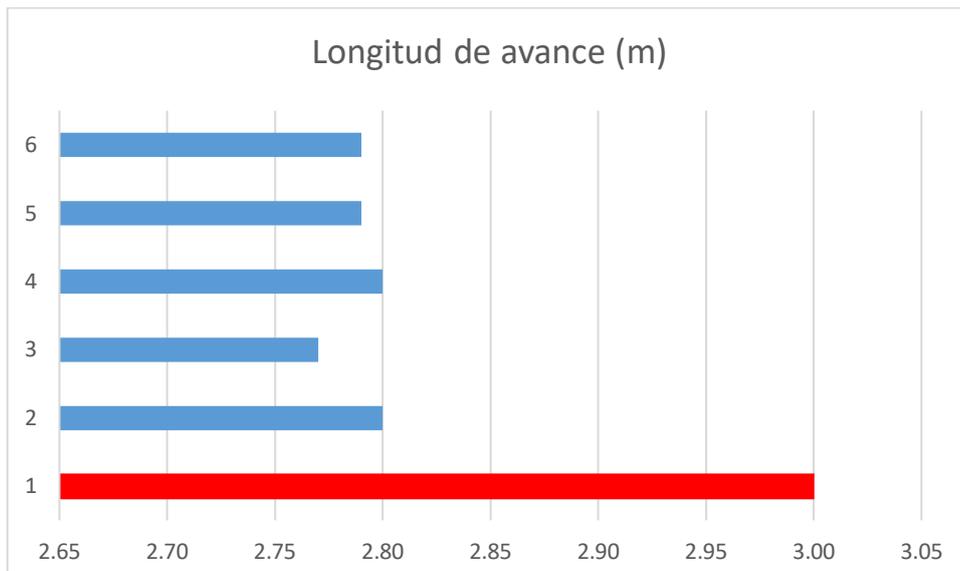
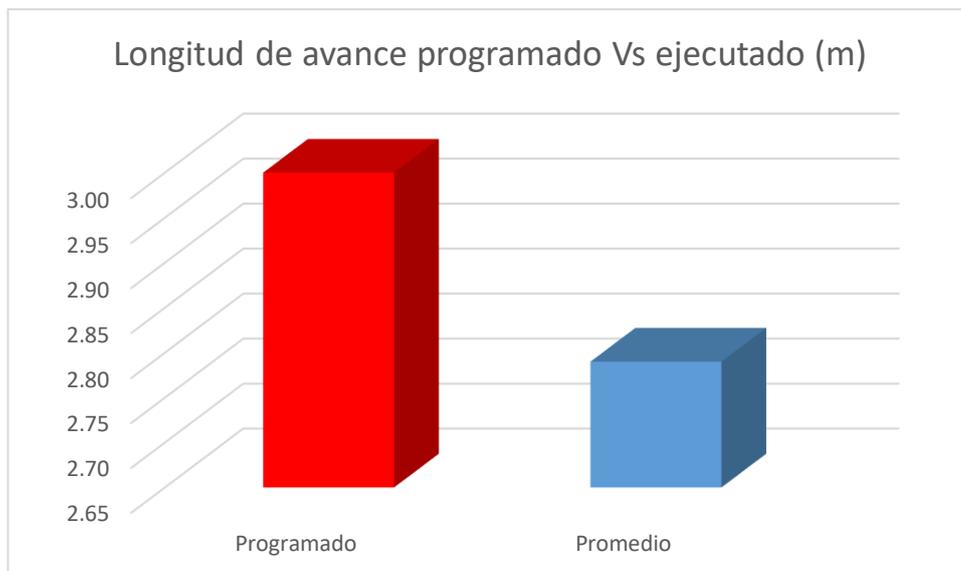


Figura 33 Longitud de avance promedio ejecutado Vs programado



**b) Ancho de la labor de la sub excavación**

*Tabla 19 Datos del ancho de la labor para evaluar la sub excavación*

Fecha	Ancho de la labor (m)
Base	3.50
16/10/2021	3.36
23/10/2021	3.41
3/11/2021	3.38
6/11/2021	3.45
Promedio	3.40

*Figura 34 Ancho de avance ejecutado Vs programado*

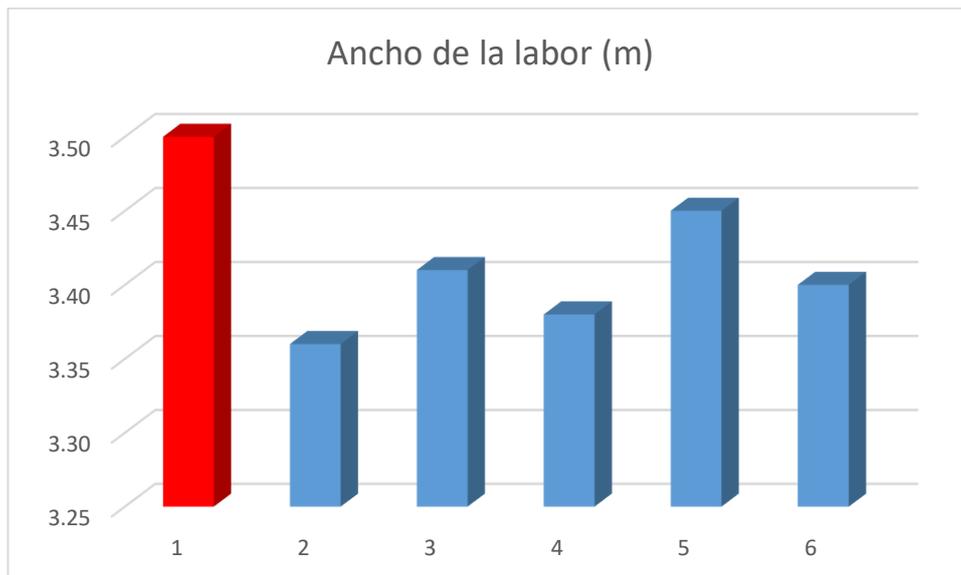
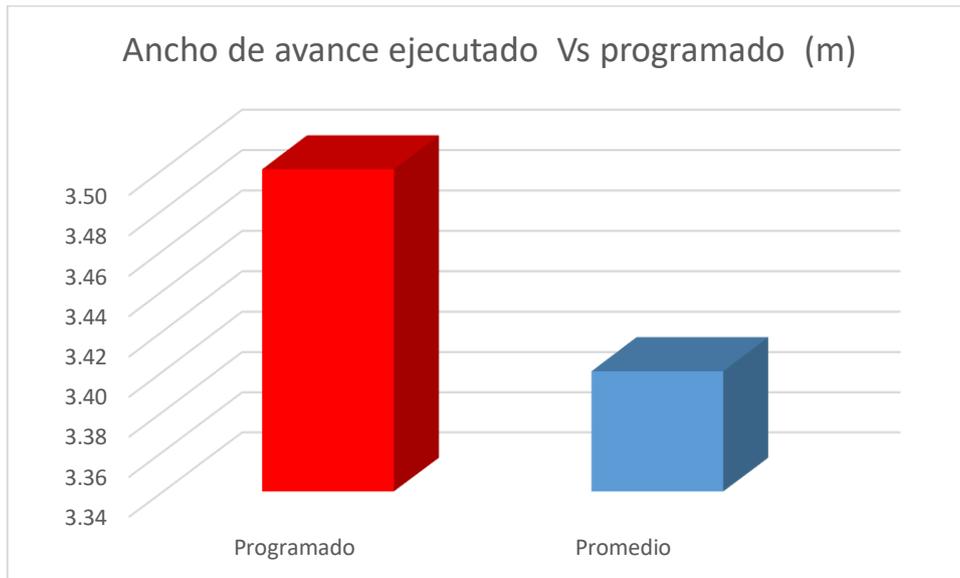


Figura 35 Ancho de avance promedio ejecutado Vs programado



**c) Altura de la labor de la sub excavación**

Tabla 20 Datos de la altura de la labor para evaluar la sub excavación

Fecha	Alto de la labor (m)
Base	3.50
16/10/2021	3.40
23/10/2021	3.43
3/11/2021	3.44
6/11/2021	3.42
Promedio	3.42

Figura 36 Altura de avance ejecutado Vs programado

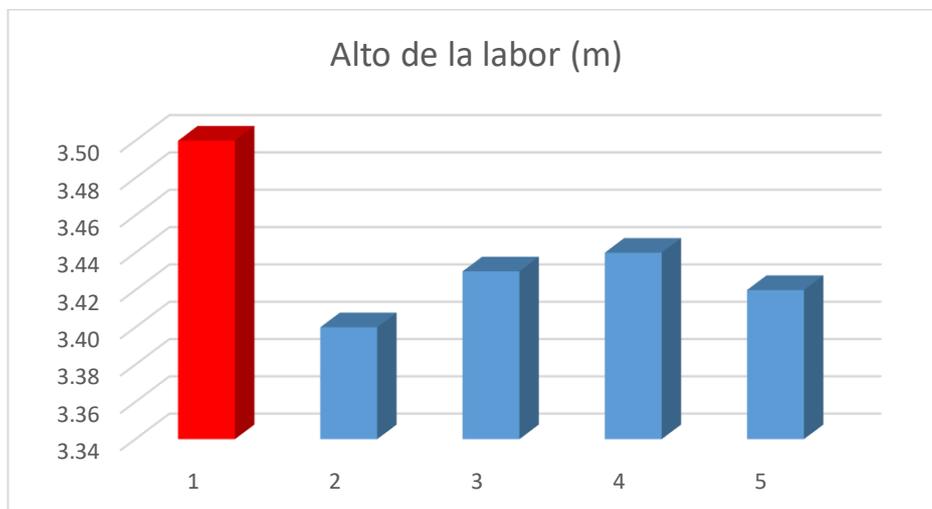
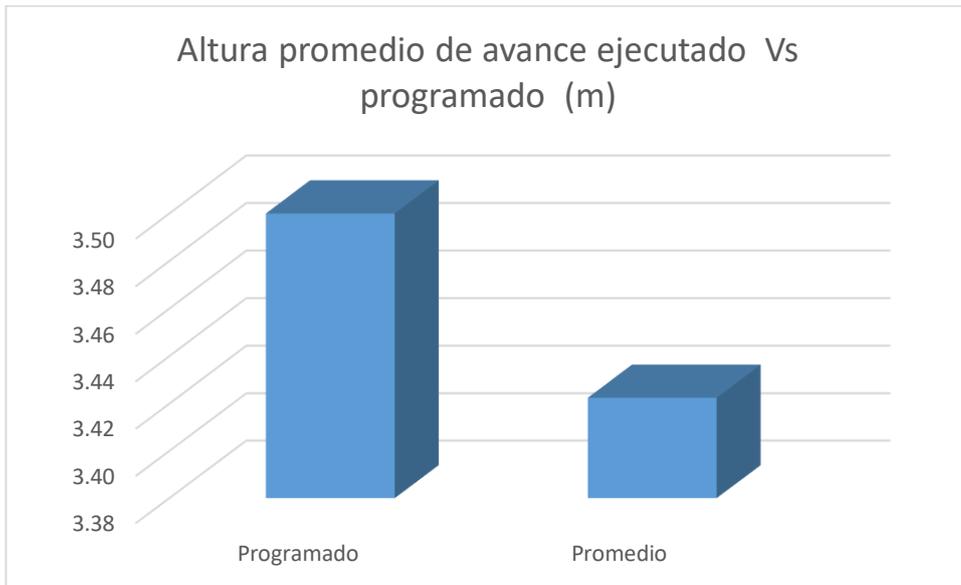


Figura 37 Altura promedio de avance ejecutado Vs programado



**d) Área de la labor de la sub excavación**

Tabla 21 Datos del área de la labor para evaluar la sub excavación

Fecha	Ancho de la labor (m)	Alto de la labor (m)	Área de la labor m2
Base	3.50	3.50	11.116
16/10/2021	3.36	3.40	10.371
23/10/2021	3.41	3.43	10.616
3/11/2021	3.38	3.44	10.558
6/11/2021	3.45	3.42	10.703
Promedio	3.40	3.42	10.562

Figura 38 Área de avance ejecutado Vs programado

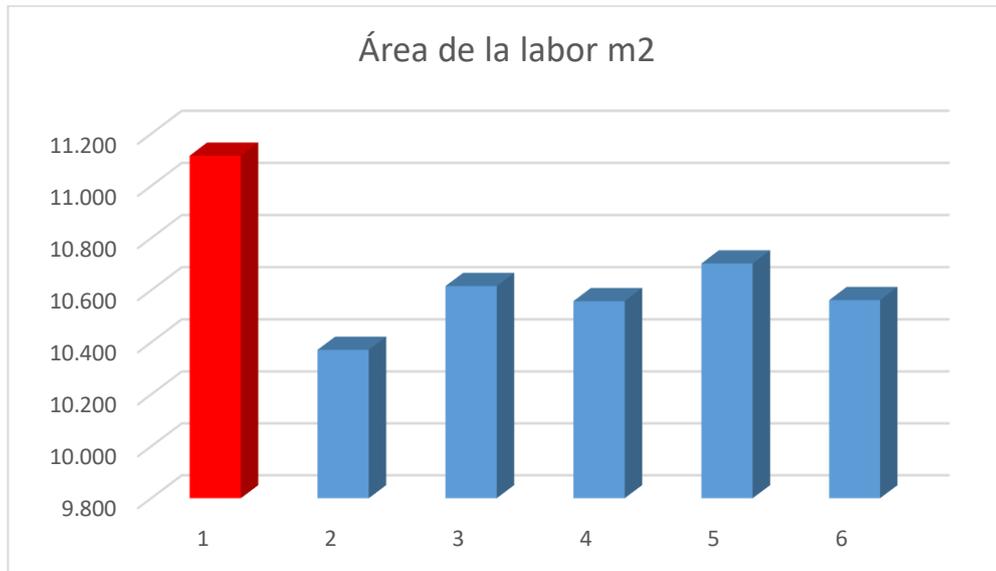
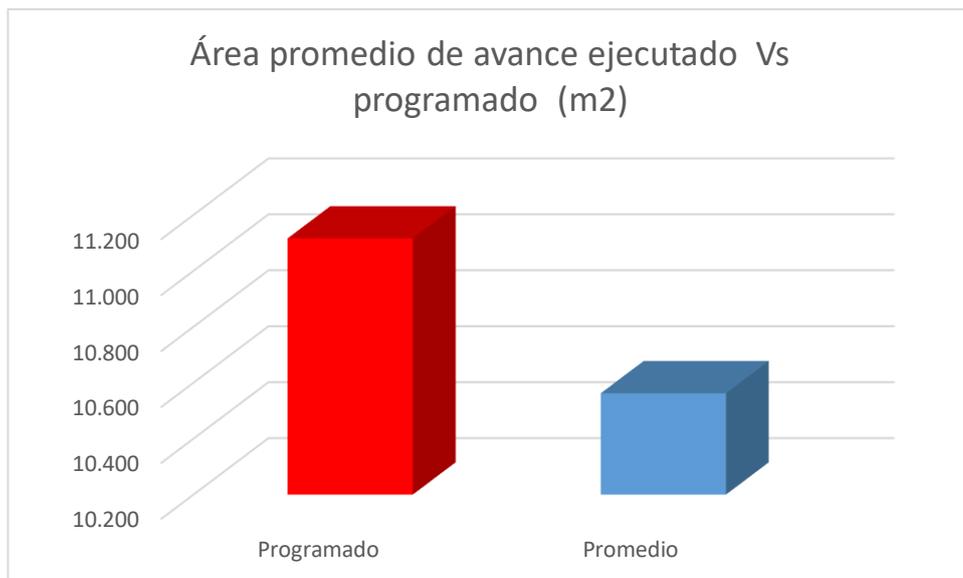


Figura 39 Área promedio de avance ejecutado Vs programado



**e) Volumen de material roto de la labor de la sub excavación**

*Tabla 22 Datos del volumen de la labor para evaluar la sub excavación*

Fecha	Longitud de avance (m)	Ancho de la labor (m)	Alto de la labor (m)	Volumen roto m <sup>3</sup>
Programado	3.00	3.50	3.50	33.347
16/10/2021	2.80	3.36	3.40	29.040
23/10/2021	2.77	3.41	3.43	29.406
3/11/2021	2.80	3.38	3.44	29.563
6/11/2021	2.79	3.45	3.42	29.861
Promedio	2.79	3.40	3.42	29.468

*Figura 40 Volumen roto de avance ejecutado Vs programado*

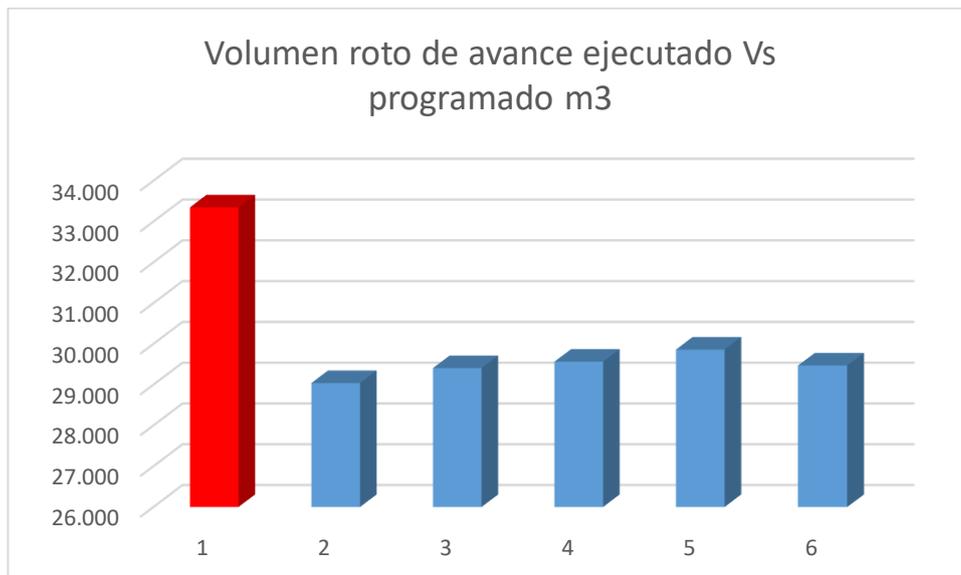
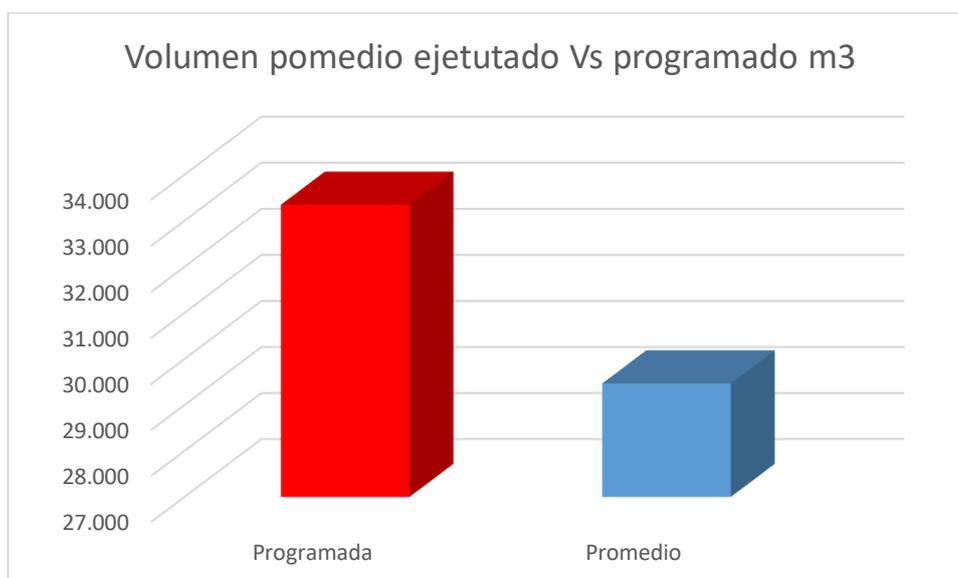


Figura 41 Volumen promedio ejecutado Vs programado m3



**A) Cálculo del volumen programado por disparo**

➤ Datos

- ✓ Base = 3.5 m
- ✓ Altura = 3.5 m
- ✓ Profundidad = 3.00 m
- ✓ Densidad de la roca = 2.7 gr/cc

**B) Control del área por disparo**

Tabla 23 Calculo de la sección de la labor

Guardia	Avance (m)	Ancho de la labor (m)	Alto de la labor (m)	Área m2
12/10/2021	2.81	3.88	3.72	13.076
14/10/2021	2.78	3.62	3.69	12.131
16/10/2021	2.80	3.36	3.67	11.234
20/10/2021	2.75	3.68	3.82	12.776
23/10/2021	2.77	3.62	3.45	11.311
26/10/2021	2.80	3.55	3.79	12.244
30/10/2021	2.79	3.46	3.68	11.585
3/11/2021	2.80	3.38	3.73	11.491
6/11/2021	2.79	3.45	3.55	11.127
10/11/2021	2.79	3.68	3.56	11.872
13/11/2021	2.82	3.65	3.68	12.192
16/11/2021	2.8	3.59	3.58	11.661
Promedio	2.79	3.58	3.66	11.892

### C) Cálculo del volumen disparo

- Datos
- ✓ Base = 3.65 m
- ✓ Altura = 3.72 m
- ✓ Profundidad = 2.79 m
- ✓ Densidad de la roca = 2.7 gr/cc

### 4.8 Estimar el costo con la aplicación de voladura controlada

*Tabla 24 Costos de explosivo y accesorios por disparos*

Explosivo y accesorios por disparos			\$/Unid.	Kg.	Costos Voladura
Emulnor 3000 (1 1/2'' * 12'')	158.0	Carts.	1.68	61.7	103.7
Emulnor 3000 (1 1/4'' * 12'')	80.0	Carts.	1.68	21.3	35.7
Emulnor 3000 (1 1/8'' * 12'')		Carts.	1.68		
Emulnor 1000 (1 1/8'' * 12'')	45.0	Carts.	1.63	9.7	15.8
Cordón detonante 80P		m	1.92		
Total, explosivos utilizados \$				92.7	155.2
Fanel 2.4 m (Detonador no eléctrico)		Pzs.	0.84		
Fanel 3.6 m (Detonador no eléctrico)	33	Pzs.	0.87		28.77
Cordón detonante 3P	20	m	0.17		3.3
Total, accesorios utilizados \$					33.51
Total, explosivos y accesorios utilizados \$					118.75
Costo de explosivos por metro de avance \$/m					67.52

### 4.9 Resultado de la aplicación de voladura controlada de recorte

#### a) Datos

- Fecha = 15/03/2022
- Turno = Día
- Cuerpo
- Nivel
- Labor = Rp 5056
- Jefe de guardia
- Supervisor técnico
- Personal de voladura
- Operador de Jumbo
- Maestro cargador

**b) Perforación**

- RMR = 41- 50
- Longitud de perforación = 3.30 m
- Eficiencia de disparo = 91 %
- N° de taladros de producción = 35 taladros
- N° de taladros rimados: 4 taladros
- N° de taladros de alivio = 6 taladros

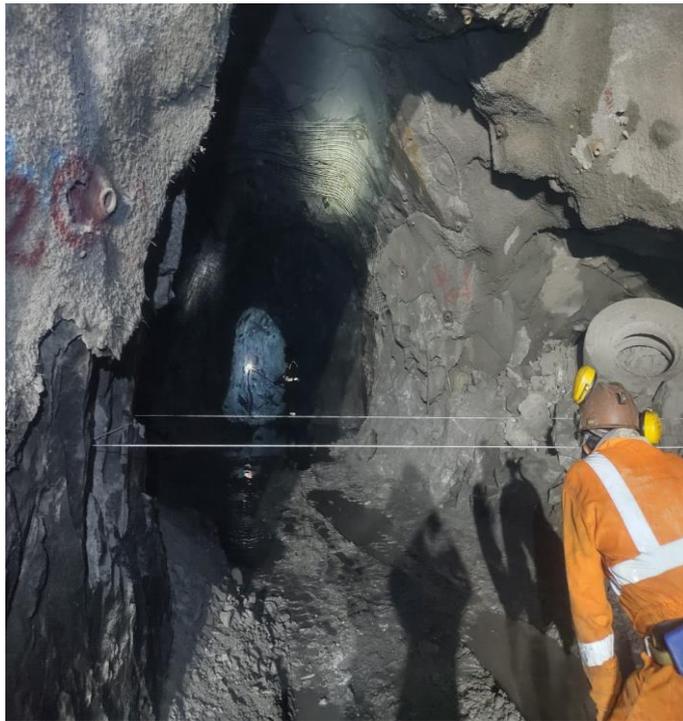
**c) Sección**

- Sección planificada = 3.5 m \* 3.5 m
- Sección real = 3.5 m \* 3.6 m
- Marcado de la sección = 3.2 m \* 3.3 m
- Sobre rotura = 3%

**d) Explosivos**

- E3000 1.1/4" \* 12" = 262.00
- E3000 1.1/8" \* 12" = 30.00
- Total, cartuchos = 292 cartuchos
- Total, explosivo = 76.17 kg
- Factor A. programado = 26.11
- Factor A. real = 25.39

*Figura 42 Sacando punto de gradiente*



*Figura 43 Sacando punto de dirección*



Figura 44 Resultado de la perforación del arranque



Figura 45 Longitud de perforación



*Figura 46 Uso de taco de arcilla*



*Figura 47 Taladros de alivio*



#### **4.10 Discusión de resultados**

##### **HE1:**

La longitud del burden para la aplicación de voladura controlada de recorte debido a que son perforados bastante próximos entre sí influyen en el control del perfil final de excavación en frentes.

Mi investigación concluyo que: El cálculo del burden para una sección de 3.5 \* 3.5 m se estableció de la siguiente manera: para el B1 en 0.26 m, B2 = a 0.50 m, B3 = 0.56 y B4 en 0.85 con los cuales se obtuvieron los resultados más favorables sin causar daños al macizo rocoso.

Debido a que los investigadores considerados en los antecedentes nacionales no tienen conclusión sobre esta hipótesis aun habiendo propuesto objetivos específicos para el calculo del burden y espaciamiento. En tal sentido se da la validación de nuestra conclusión por haber sido realizada y ejecutada en campo.

##### **HE2:**

La longitud del espaciamiento para la aplicación de voladura controlada de recorte debido a que son perforados bastante próximos entre sí influyen en el control del perfil final de excavación en frentes

Respecto a esta hipótesis mi conclusión fue: La longitud del espaciamiento para un frente de 3.5 \* 3.5 m se estableció de la siguiente manera: espaciamiento de taladros en el arranque = 0.50 m, para taladros de ayuda de arranque = 1.00 m, taladros de producción = 1.10 m, en hastiales y corona = 0.50 m, rastras = 0.85 a 0.90 m y taladros de cuneta = 1.60 m del eje del frente.

Debido a que los investigadores considerados en los antecedentes nacionales no tienen conclusión sobre esta hipótesis aun habiendo propuesto objetivos específicos para el cálculo del espaciamiento y espaciamiento. En tal sentido se da la validación de nuestra conclusión por haber sido realizada y ejecutada en campo.

### **HE3:**

La carga explosiva para la aplicación de voladura controlada de recorte es menor debido a que se disparan simultáneamente influyen en el control del perfil final de excavación en frentes.

Según: (2) En su investigación sobre “Modelo de voladura controlada para mejorar estabilidad de rampa 3293 en nivel 2100 veta Milagros – mina Parcoy – 2019”, formulo la siguiente conclusión: “La reducción de la carga explosiva en los taladros del perímetro de la labor influye adecuadamente en la mejora de la estabilidad de la rampa 3293”.

Mi investigación respecto a esta hipótesis concluyo que: La carga explosiva de voladura controlada se determinó un total de cartuchos = 292 cartuchos con un peso de explosivo igual a 76.17 kg, dándonos un factor programado = 26.11 y el factor real = 25.39.

De ambas conclusiones se puede establecer que el uso del sistema de precorte en la corona de la excavación reduce el consumo de explosivos debido al uso de taladros de alivio; en tal sentido se comparte opinión.

### **HE4:**

El volumen de la sobre excavación con la aplicación de voladura controlada de recorte es mínima debido al control del perfil final de excavación en frentes.

Según: (2) En su investigación sobre “Modelo de voladura controlada para mejorar estabilidad de rampa 3293 en nivel 2100 veta Milagros – mina Parcoy – 2019”; llego a formular la siguiente conclusión: Con el uso del nuevo concepto de voladura controlada se ha eliminado la sobre rotura y el desquinche, mejorando la estabilidad de la labor y consecuentemente la seguridad.

En mi investigación respecto a esta hipótesis se concluyó que: En cuanto al análisis del volumen de la sobre excavación con la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes se logró

reducir la sobre perforación debido al menor daño causado al macizo rocoso y el control de la orientación de los taladros periféricos.?

De ambas conclusiones podemos compartir opinión sobre la reducción de la sobre perforación.

#### **HE5:**

El volumen de la sub excavación con la aplicación de voladura controlada de recorte es mínima debido al control del perfil final de excavación en frentes.

Según: (2) En su investigación sobre “Modelo de voladura controlada para mejorar estabilidad de rampa 3293 en nivel 2100 veta Milagros – mina Parcoy – 2019”; llego a formular la siguiente conclusión: Con el uso del nuevo concepto de voladura controlada se ha eliminado la sobre rotura y el desquinche, mejorando la estabilidad de la labor y consecuentemente la seguridad.

Respecto a esta hipótesis específica mi investigación concluyo que: En cuanto al volumen de la sub excavación para una sección planificada de 3.5 m \* 3.5 m y una sección real de 3.5 m \* 3.6 m, con el marcado de la sección = 3.2 m \* 3.3 m una sobre rotura = 3% el cual deberá ser evaluado periódicamente.

De ambas conclusiones podemos interpretar que al direccionar mejor los taladros de contorno se va tener mayor control de la sección de excavación, por consiguiente, se comparte opinión.

#### **HE6:**

El costo con la aplicación de voladura controlada de recorte es menor debido a la menor carga explosiva a emplearse la cual influye en el control del perfil final de excavación en frentes.

Según: (3) En su investigación sobre “Optimización de operaciones unitarias de perforación y voladura mediante voladura controlada en labores horizontales en la CIA minera Poderosa S.A.”, formulo la siguiente conclusión: “El costo promedio de Sostenimiento con pernos Helicoidal 294.67 US\$/m, perno Split set

144.95 US\$/m (Konya + Chiappetta) y con Holmberg 14.73 US\$/m por cuestiones de seguridad”.

Mi investigación respecto a esta hipótesis planteo la siguiente conclusión: n cuanto a los costos considerando los explosivos y accesorios utilizados hacienden a \$ 118.75, dando un costo de explosivos por metro de avance \$/m 67.52

De ambas conclusiones se puede analizar que el investigador de la referencia bibliográfica N° 3, planteo su investigación en determinar los costos del sistema de sostenimiento, mientras que en mi investigación los costos fueron direccionadas al uso de cañas en la voladura de precorte en alzas con la finalidad de reducir los daños al macizo rocoso.

## CONCLUSIONES

1. La aplicación de la voladura controlada de recorte en el perfil final de excavación nos permitió minimizar el daño al macizo rocoso; de acuerdo a la caracterización geomecánica efectuada con la cartilla de Bieniawski se establecieron los siguientes resultados; RMR promedio de 41.83 puntos, clase III, cuya descripción es de regular, con una cohesión (kPa): 150 – 200 y un ángulo de fricción de 35° a 40°; por otro lado se realizó el diseño de una nueva malla de perforación y voladura, del mismo modo se redujo la sobre y sub excavación llegando a un 3% en promedio.
2. El cálculo del burden para una sección de 3.5 \* 3.5 m se estableció de la siguiente manera: para el B1 en 0.26 m, B2 = a 0.50 m, B3 = 0.56 y B4 en 0.85 con los cuales se obtuvieron los resultados más favorables sin causar daños al macizo rocoso.
3. La longitud del espaciamiento para un frente de 3.5 \* 3.5 m se estableció de la siguiente manera: espaciamiento de taladros en el arranque = 0.50 m, para taladros de ayuda de arranque = 1.00 m, taladros de producción = 1.10 m, en hastiales y corona = 0.50 m, rastras = 0.85 a 0.90 m y taladros de cuneta = 1.60 m del eje del frente.
4. La carga explosiva de voladura controlada se determinó un total de cartuchos = 292 cartuchos con un peso de explosivo igual a 76.17 kg, dándonos un facto programado = 26.11 y el factor real = 25.39.
5. En cuanto al análisis del volumen de la sobre excavación con la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes se logró reducir la sobre perforación debido al menor daño causado al macizo rocoso y el control de la orientación de los taladros periféricos.
6. En cuanto al volumen de la sub excavación para una sección planificada de 3.5 m \* 3.5 m y una sección real de 3.5 m \* 3.6 m, con el marcado de la sección = 3.2 m \* 3.3 m una sobre rotura = 3% el cual deberá ser evaluado periódicamente.

7. En cuanto a los costos considerando los explosivos y accesorios utilizados hacienden a \$ 118.75, dando un costo de explosivos por metro de avance \$/m 67.52

## RECOMENDACIONES

1. En labores mineras con un RMR de regula a mala y muy mala evaluar la a aplicación de la voladura controlada de recorte en el perfil final con la finalidad de mejorar la estabilidad natural y el autosostenimiento
2. Efectuar cálculos periódicamente del burden para realizar una distribución coherente de los taladros en el frente de trabajo.
3. Efectuar cálculos periódicamente del espaciamiento para realizar una distribución coherente de los taladros en el frente de trabajo.
4. Evaluar periódicamente la dosificación de la cantidad de carga explosiva que se debe de utilizar, teniendo un control del factor de potencia.
5. Después de cada voladura se deberá de realizar la medición del alto y ancho de la labor y contrastar lo ejecutado con lo programado para tener un control de la sobre excavación.
6. Después de cada voladura se deberá de realizar la medición del alto y ancho de la labor y contrastar lo ejecutado con lo programado para tener un control de la sub excavación.
7. Referente a los costos la evaluación tiene que ser constante, ya que para cualquier industria es vital su control, en la industria minera con mucha más razón.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. **Vilca Callata, Yhonny Ely.** *“Voladura controlada y reducción porcentual de dilución y costos en tajeo con uso de Exsablock en la Minera Aurífera Retamas S.A. - 2019”.* Puno – Perú : s.n., 2019.
2. **Condor Araujo, Joel Emerson .** *Modelo de voladura controlada para mejorar estabilidad de rampa 3293 en nivel 2100 veta Milagros – mina Parcoy – 2019”.* Huancayo - Perú : s.n., 2021.
3. **Sulcacondor Misarayme, Jeremias .** *Optimización de operaciones unitarias de perforación y voladura mediante voladura controlada en labores horizontales en la CIA minera Poderosa S.A.”.* Ayacucho - Perú : s.n., 2018.
4. **ExsaS.A., Exsa S.A.** *Manual practico de voladura.* Lima - Perú : s.n., 2018.

## MATRIZ DE CONSISTENCIA

	<b>Problema</b>	<b>Objetivo</b>	<b>Hipótesis</b>	<b>Variable</b>
<b>General</b>	¿Cómo influye la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes, Rp 5516 - Nv 1120 Zona II Cuerpo Esperanza unidad de producción Yauricocha 2021?	Establecer la influencia de la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes, Rp 5516 - Nv 1120 Zona II Cuerpo Esperanza unidad de producción Yauricocha 2021	La aplicación de voladura controlada de recorte debido a separación entre barrenos genera esfuerzos de tracción perpendiculares a la superficie de contornos los cuales influyen en el control del perfil final de excavación en frentes, Rp 5516 - Nv 1120 Zona II Cuerpo Esperanza unidad de producción Yauricocha 2021	<b>INDEPENDIENTE</b> <b>Voladura controlada de recorte</b>
				<b>DEPENDIENTE</b> <b>Control del perfil final de excavación</b>
<b>Específicos</b>	a) ¿Cuánto es la longitud del burden con la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes?	a) Determinar la longitud del burden para la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes.	a) La longitud del burden para la aplicación de voladura controlada de recorte debido a que son perforados bastante próximos entre sí influyen en el control del perfil final de excavación en frentes.	
	b) ¿Cuánto es la longitud del espaciamiento con la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes?	b) Calcular la longitud del espaciamiento para la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes.	b) La longitud del espaciamiento para la aplicación de voladura controlada de recorte debido a que son perforados bastante próximos entre sí influyen en el control del perfil final de excavación en frentes.	
	c) ¿Cuánto es la carga explosiva con la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes?	c) Determinar la carga explosiva para la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes.	c) La carga explosiva para la aplicación de voladura controlada de recorte es menor debido a que se disparan simultáneamente influyen en el control del perfil final de excavación en frentes.	
	d) ¿Cuánto es el volumen de la sobre excavación con la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes?	d) Efectuar el cálculo del volumen de la sobre excavación con la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes.	d) El volumen de la sobre excavación con la aplicación de voladura controlada de recorte es mínima debido al control del perfil final de excavación en frentes.	
	e) ¿Cuánto es el volumen de la sub excavación con la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil	e) Efectuar el cálculo del volumen de la sub excavación con la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del	e) El volumen de la sub excavación con la aplicación de voladura controlada de recorte es mínima debido al control del perfil final de	

	final de excavación en frentes?	perfil final de excavación en frentes.	excavación en frentes.	
	f) ¿Cuánto es el costo con la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes?	f) Estimar el costo con la aplicación de voladura controlada de recorte en el control del perfil final de excavación en frentes.	f) El costo con la aplicación de voladura controlada de recorte es menor debido a la menor carga explosiva a emplearse la cual influye en el control del perfil final de excavación en frentes.	

	<b>Concepto</b>	<b>Dimensión</b>	<b>Indicador</b>
<b>Variable independiente</b>  <b>Voladura controlada de recorte</b>	Voladura controlada de recorte: Consiste en la voladura de una fila de taladros cercanos, con cargas desacopladas, pero detonadas después de la voladura "principal" o de producción. ... Cuando los taladros de recorte tienen el mismo diámetro que los de producción la técnica se conoce como Trim Blasting.	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Longitud de burden</li> <li>▪ Longitud de espaciamento</li> <li>▪ Carga explosiva</li> <li>▪ Sobre rotura</li> <li>▪ Sub rotura</li> <li>▪ Costos</li> </ul>	cm cm kg m <sup>3</sup> m <sup>3</sup> \$
<b>Variable dependiente</b>  <b>Control del perfil final de excavación</b>	Contorno: son los barrenos que se sitúan en el perímetro de la voladura, teniendo como misión el de perfilar el contorno de la excavación adecuándose al diseño proyectado. Se diseñan como una voladura de contorno a cielo abierto. Su carga suele ser menor que el resto, usándose cordón detonante de alto gramaje, solo o en combinación de cartuchos de explosivo de pequeño calibre.	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Alto de la labor</li> <li>▪ Largo de la labor</li> <li>▪ Profundidad de la labor</li> <li>▪ Daño al macizo rocoso</li> </ul>	m m m m

## **Estándar: Marcado de malla de perforación**

### **1. Objetivo**

- Estandarizar el criterio de pintado de malla de perforación en las diferentes labores.

### **2. Alcance**

- Aplicable a todos los procesos que involucren perforación.

### **3. Referencias legales y otras normas.**

- Política de Seguridad y Salud Ocupacional de PEGAMA INGENIEROS SAC.
- Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional D.S. 024-2016-EM y su modificatoria D.S. 023-2017-EM Art. 234.
- Reglamento Interno de Seguridad y Salud Ocupacional de PEGAMA INGENIEROS SAC.
- Ley 29783, Ley de Seguridad y Salud en el Trabajo.

### **4. Especificaciones**

#### **Materiales:**

- 4.1. Pintura (resistente al agua) para el pintado de malla de perforación, gradiente y línea centro (proyección a 3 metros del frente).
- 4.2. Atacadores de madera de 8 y 10 pies.
- 4.3. Cordel con longitud requerida de acuerdo a la sección de la labor.
- 4.4. Plataforma de Perforación.
- 4.5. Escalera de acuerdo a la dimensión de la labor.
- 4.6. Brocha.
- 4.7. Flexómetro.

#### **Sección de malla de perforación**

- 4.8. De acuerdo al diseño Anexo 01.
- 4.9. Marcado de malla basada a evaluación de geomecánica. Anexo 01
- 4.10. Estandarización de labor a 15 metros del frente.

## **5. Responsables**

- Gerente de operaciones  
Responsable de brindar los recursos para el cumplimiento del estándar.
- Residente de mina  
Aprobar los requerimientos necesarios para el presente estándar.
- Jefe de seguridad y salud ocupacional  
Responsable del seguimiento al cumplimiento del estándar.
- Supervisores  
Responsable de cumplir y hacer cumplir el estándar.
- Trabajadores  
Responsables de la ejecución de los trabajos y cumplimiento del estándar.
- Jefe de almacén  
Mantener el stock de materiales en almacén.

## **6. Registros, controles y documentación.**

- Registro de capacitación.
- Mallas de perforación.

## **7. Revisión.**

- La revisión se hará en forma anual y/o cuando se produzcan incidentes, cambios en las operaciones o en la legislación nacional.