

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Optimización de la voladura de tajeos y frentes
utilizando explosivo Emulnor para aumentar el avance
lineal en la Unidad Minera Carahuacra**

Kevin Maycol Mayta Briceño
Bryan Franklin Vilca Chavez

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" .

ASESOR

Ing. Jesús Fernando Martínez Idefonso

AGRADECIMIENTO

En primer lugar, a mis padres por su esfuerzo, enseñanzas y sabiduría para formarme profesionalmente. En segundo lugar, a la universidad Continental por brindarme una sólida formación. Por último, a los docentes de la EAP de Ingeniería de Minas por darme los conocimientos necesarios, para mi formación profesional.

DEDICATORIA

Le dedicamos este trabajo a nuestros padres y familiares que siempre nos alentaron y apoyaron en la consecución de este trabajo.

A nuestro Asesor por el aporte de su conocimiento y experiencia para terminar esta investigación.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

PORTADA	I
ASESOR.....	II
AGRADECIMIENTO	III
DEDICATORIA	IV
ÍNDICE DE CONTENIDOS	V
ÍNDICE DE TABLAS	VIII
ÍNDICE DE FIGURAS	IX
RESUMEN.....	XI
ABSTRACT.....	XIII
INTRODUCCIÓN	XIV
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO.....	16
1.1 Planteamiento y formulación del problema	16
1.1.1 Planteamiento del problema	16
1.1.2 Formulación del problema	17
1.2 Objetivos.....	17
1.2.1 Objetivo general	17
1.2.2 Objetivos específicos.....	17
1.3 Justificación e importancia	18
1.3.1 Justificación practica.....	18
1.3.2 Justificación teórica	18
1.3.3 Justificación metodológica	18
1.4 Hipótesis.....	19
1.4.1 Hipótesis general.....	19
1.4.2 Hipótesis específicas	19
1.5 Identificación de variables.....	19
1.5.1 Variable independiente	19
1.5.2 Variable dependiente.....	19
1.5.3 Matriz de operacionalización de variables	20
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO.....	21
2.1 Antecedentes del problema	21
2.1.1 Antecedentes nacionales.....	21

2.2 Generalidades de la unidad minera Carahuacra	25
2.2.1 Ubicación y accesibilidad.....	25
3.1 Geología regional	26
3.2 Geología local.....	27
3.3 Geología estructural	31
3.4 Geología económica.....	33
2.3 Bases teóricas	36
2.3.1 Métodos de explotación en la unidad minera Carahuacra	36
2.3.2 Sub level stopping (bench and fill)	36
2.3.3 Over Cut and Fill (Breasting)	39
2.4 Ciclo de minado perforación y voladura unidad minera Carahuacra	41
2.4.1 Perforación y voladura.....	41
2.4.2 Voladura de tajeos y frentes unidad minera Carahuacra	42
2.3.4 Control de la perforación y voladura en la estabilidad del macizo rocoso.....	50
CAPÍTULO III MÉTODO DE DESARROLLO DEL PROYECTO	64
3.1. Método y alcances de la investigación.....	64
3.1.1 Métodos de la investigación.....	64
3.1.2 Alcances de la investigación.....	65
3.2. Diseño de la investigación	65
3.3. Población y muestra	65
3.3.1 Población.....	65
3.3.2 Muestra	65
3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	65
3.4.1 Técnicas utilizadas en la recolección de datos	65
3.4.2 Instrumentos utilizados en la recolección de datos	66
3.4.3 Metodología de trabajo	66
CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....	67
4.1 Evaluación de la optimización de la voladura de tajeos y frentes usando explosivo Emulnor para aumentar el avance lineal, unidad minera Carahuacra	67
4.1.1 Evaluación de la optimización de la voladura de tajeos	67
4.1.2 Evaluación de la optimización de la voladura de frentes.....	74

4.2 Evaluación del uso de explosivo Emulnor para el control de la energía necesaria para la fragmentación de la roca en la unidad minera Carahuacra	75
4.2.1 Control y análisis en tajeos	75
4.1.3 Evaluación de la optimización de la voladura de frentes	78
4.3 Análisis del control de las vibraciones del macizo rocoso en la unidad minera Carahuacra	82
CONCLUSIONES	90
RECOMENDACIONES	91
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	92
ANEXOS.....	94

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Matriz de operacionalización de variables	20
Tabla 2. Accesibilidad de la unidad minera Carahuacra	25
Tabla 3. Parámetros de diseño de perforación y voladura en Breasting	49
Tabla 4. Criterio para la clasificación de la masa rocosa	69
Tabla 5. Resumen de calidad RMR del macizo rocoso – Veta Mary	69
Tabla 6. Optimización del metraje de avance de los frentes y tajeos de la veta Mary	89

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación y accesibilidad de la unidad productora Carahuacra.....	26
Figura 2. Plano de mapeo geológico de la unidad minera Carahuacra	27
Figura 3. Columna estratigráfica generalizada de la unidad productora Carahuacra.....	28
Figura 4. Plano geológico estructural de la unidad productora Carahuacra.....	33
Figura 5. Plano de sección geológica compuesta de la unidad productora Carahuacra.....	34
Figura 6. Modelo de mineralización de la veta unidad productora Carahuacra del domo de Yauli	35
Figura 7. Plano de vetas mineralizadas de la unidad productora Carahuacra. ...	36
Figura 8. Secuencia de minado Bench anf Fill	38
Figura 9. Método de minado SLS.....	39
Figura 10. Secuencia de minado OCF	40
Figura 11. Diseño Over Cut and Fill - OCF.....	40
Figura 12. Isométrico del minado OCF.....	41
Figura 13. Diseño del típico de actividad de limpieza.	43
Figura 14. Ciclo de taladros largos método AVOCA.....	45
Figura 15. Deficiencias durante el carguío del explosivo Emulnor de 3000	46
Figura 16. Capacitación en el campo sobre perforación.....	47
Figura 17. Técnica de carguío de taladros y distribución faneles – retardos ...	48
Figura 18. Análisis de la velocidad de partícula y la velocidad de propagación	53
Figura 19. Interacción entre la onda reflejada y el sistema de fracturamiento en crecimiento	55
Figura 20. Ondas de esfuerzo en regiones lejanas de la detonación de una carga explosiva	56
Figura 21. Esquema de la influencia del tamaño de la carga en la fragmentación de las rocas con sistemas de fracturas	58
Figura 22. Integración de la onda de superficie en una región cercana a una carga cilíndrica	60
Figura 23. Velocidad pico de la vibración calculada	62
Figura 24. Ensayos de propiedades físicas – veta Mary	69

Figura 25. Ensayos de comprensión triaxial – Veta Mary	70
Figura 26. Puntos de mayor plastificación y condiciones geomecánica de menor valoración	70
Figura 27. Abaco de instrumentación geotécnica en el cual se observa la relación entre los esfuerzos horizontal y vertical	71
Figura 28. comportamiento de los esfuerzos principales con altura de bancos de 8 m en la sección -340	72
Figura 29. Factor de seguridad para la explotación con altura de bancos de 8 m en la sección -340	72
Figura 30. Deformación que experimentará el terreno al finalizado el minado con altura de bancos de 8 m en la sección -340	73
Figura 31. Sección en planta de la veta Mary tajo 120 E-W del nivel 1300.	74
Figura 32. Perforación y voladura de tajeo y frente de avance.....	75
Figura 33. Carguío de taladros con el explosivo Emulnor 3000 y 1000	76
Figura 34. Disminución de la intensidad de onda tajeo 120, veta Mary	77
Figura 35. Diseño de malla de perforación para taladros largos.....	77
Figura 36. Resumen de los avances en frentes de forma eficiente	78
Figura 37. Malla de perforación y voladura de sección 4.0 m x 4.0 m	80
Figura 38. Malla de perforación y voladura de sección 4.5 m x 4.5 m	81
Figura 39. Granulometría de mineral tras la voladura con Emulnor 3000	82
Figura 40. simulación de la voladura del frente de avance veta Mary	83
Figura 41. Monitoreo y análisis de vibraciones de frentes de avance – veta Mary	84
Figura 42. Distribución de taladros del frente de avance – veta Mary	84
Figura 43. Carguío de taladros del frente de avance - veta Mary	85
Figura 44. Corrección de la voladura en frentes de avance	85
Figura 45. Metraje de frentes de avance de los años 2017, 2018, 2019 y 2020	87
Figura 46. Metraje de los avances de tajeos de los años 2017, 2018, 2019 y 2020	88

RESUMEN

En el Perú, en la actualidad, se vienen realizando los trabajos de perforación y voladura sin un criterio técnico, puesto que no se considera que la roca según vamos profundizando es cambiante y por ende se debe de realizar un ajuste del explosivo a utilizar para evitar sobre perforación, lo cual llevará a realizar trabajos secundarios que limitarán en tiempo y ocasionarán pérdidas en el incremento del costo de minado y un menor avance lineal. Hoy en día se realiza seguimiento y evaluación a la voladura como en la perforación, tanto en los trabajos de tajos y frentes.

En la veta Mary tajo 120 E-W del nivel 1300, para el minado por taladros largos, resulta favorable generar una abertura en vertical de 16 metros, del cual 8 metros de pilar techo o banco y 8 m en los subniveles; cuyo factor de seguridad es de 1.26 a 1.5, factor considerado como mínimo en una explotación, permaneciendo abierto como máximo 12 horas (tiempo de autosoporte). Durante el tiempo de plastificación masiva del macizo rocoso se procede a rellenar en el menor tiempo posible al tiempo de autosoporte indicado en el tajeo respectivamente. Para el minado por *Breasting*, los frentes de avance del corte alcanzan un factor de seguridad de 0.95 en ambos encajonantes, siendo una condición controlable por los parámetros operativos, ambos son factibles.

El uso de retardos continuos tiene como objetivo atenuar de la manera más ordenada las ondas minimizando sus efectos de daños a las cajas. Se puede lograr reducir el factor de potencia por el esquema de carguío lo que ayuda a tener un buen control en la fragmentación del macizo rocoso.

En cuanto al análisis de la voladura en los tajeos, podemos concluir con el P80 (80% de la pila) pasa por una malla promedio de 4 a 5 pulgadas. Los trabajos realizados en la veta Mary tajeo 120 nivel 13000, se define tras los buenos resultados de la voladura con el uso del Emulnor 1000 y 3000 para los tajeos y frentes de avance. Se tiene una optimización de avance lineal para los tajeos de

1,000 y en los frentes de avance de 3,387 metros para el año 2020, en relación al año 2019.

Palabras clave: Optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo Emulnor.

ABSTRACT

In Peru at present, drilling and blasting work is being carried out without a technical criterion to improve, due to the simple fact that the rock as we go deeper is changing and therefore an adjustment of the explosive to be used must be made to avoid over drilling that would lead to secondary work that would limit time and losses in the increase in the cost of mining and a lower linear advance, nowadays, monitoring and evaluation are carried out in blasting as well as in drilling both in the works of pits and fronts.

The vein Mary pit 120 E-W of level 1300, for mining by long holes, it is favorable to generate a vertical opening of 16 meters of which 8 meters of roof or bench pillar and 8m in the sublevels; whose safety factor of 1.26 to 1.5, a factor considered as a minimum in an operation, remaining open for a maximum of 12 hours (self-support time), during the time of massive plasticization of the rocky massif, proceeding to fill in the shortest possible time at the time of self-support indicated in the tajeo respectively. For mining by Breasting, the cutting advance fronts reach a safety factor of 0.95 in both casings, being a controllable condition by the operating parameters, both are feasible.

The use of continuous delays aims to attenuate the waves in the most orderly way, minimizing their effects of damage to the boxes, it is possible to reduce the power factor by the loading scheme, they help to have a good control in the fragmentation of the rocky massif.

The blast analysis in the pits we can conclude with the P80 (80% of the pile) passing through an average mesh of 4 to 5 in. The work carried out on vein Mary pits 120 level 13000, is defined after the good results of the blasting with the use of Emulnor 1000 and 3000 for pits and advance fronts. There is a linear advance optimization for the 1,000 pits and 3,387 meters for the advance fronts for the year 2020, in relation to the year 2019.

Keywords: Optimization of blasting of pits and fronts using Emulnor explosive.

INTRODUCCIÓN

En el Perú, en la actualidad, se vienen realizando los trabajos de perforación y voladura sin un criterio técnico, puesto que no se considera que la roca según vamos profundizando es cambiante y por ende se debe de realizar un ajuste del explosivo a utilizar para evitar sobre perforación, lo cual llevará a realizar trabajos secundarios que limitarán en tiempo y ocasionarán pérdidas en el incremento del costo de minado y un menor avance lineal. Hoy en día se realiza seguimiento y evaluación a la voladura como en la perforación, tanto en los trabajos de tajos y frentes.

El carguío se realiza manualmente haciendo uso de varas de madera para el atacado, pues la presentación del explosivo esta dado en cartuchos tipo, se sugiere e invoca al mejor criterio del personal para realizar una buena distribución del explosivo en el taladro, quiere decir si se decide cortar longitudinalmente el cartucho solo se debe presionar al momento de hacer el contacto con el resto, lo único que se necesita es que la masa explosiva logre adherencia a la pared de los taladros.

Es importante controlar los parámetros que influyen en la elaboración de las mallas de perforación, cualquiera sea el diseño de malla a utilizar para la voladura de frentes y tajos, de no considerar esta parte importante en el proceso no se obtendrá los resultados deseados. Es importante el diagnóstico, control y optimización del proceso de voladura. se analiza su potencial en términos de alcanzar substantivas mejoras técnico-económicas, aumentando rendimientos y minimizando costos operacionales asociados a esta etapa de la explotación minera.

En la veta Mary para el minado por *Breasting*, los frentes de avance del corte alcanzan un factor de seguridad de 0.95 en ambos encajonantes, siendo una condición controlable por los parámetros operativos, ambos son factibles. El uso de retardos continuos tiene como objetivo atenuar de la manera más ordenada las ondas minimizando sus efectos de daños a las cajas, se puede lograr reducir

el factor de potencia por el esquema de carguío lo que ayuda a tener un buen control en la fragmentación del macizo rocoso.

El uso de Emulnor 1000 en la corona como en las ayudas de la corona y para el control de los hastiales se está utilizando en los cuadradores, ayuda a controlar la corona como los hastiales ayudaron a una buena fragmentación del macizo rocoso.

En cuanto al análisis de la voladura en los tajeos, podemos concluir con el P80 (80% de la pila) pasa por una malla promedio de 4 a 5 pulgadas. Los trabajos realizados en la veta Mary tajeo 120 nivel 13000, se define tras los buenos resultados de la voladura con el uso del Emulnor 1000 y 3000 para los tajeos y frentes de avance.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1 Planteamiento y formulación del problema

1.1.1 Planteamiento del problema

Toda empresa minera, a nivel universal, tiene como objetivo principal disminuir el tiempo de la realización de las labores de avance como desarrollo a fin de ir incrementando el avance lineal pero de manera técnica evaluando mejoras en la perforación o en la voladura que se rigen por factores primordialmente perforación y voladura, puede darse el caso de que se realice una buena perforación pero a realizar la voladura se tiene problemas en la voladura por factores como la mala elección del explosivo que repercute en la disminución del avance lineal de los frentes de avance.

En el Perú, en la actualidad, se vienen realizando los trabajos de perforación y voladura sin un criterio técnico, puesto que no se considera que la roca según vamos profundizando es cambiante y por ende se debe de realizar un ajuste del explosivo a utilizar para evitar sobre perforación, lo cual llevará a realizar trabajos secundarios que limitarán en tiempo y ocasionarán pérdidas en el incremento del costo de minado y un menor avance lineal. Hoy en día se realiza seguimiento y evaluación a la voladura como en la perforación, tanto en los trabajos de tajos y frentes.

1.1.2 Formulación del problema

1.1.2.1. Problema general

¿Cómo influye la optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo Emulnor para aumentar el avance lineal en la unidad minera Carahuacra?

1.1.2.2. Problemas específicos

- ¿Cómo influye la optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo Emulnor para el control de la energía necesaria para la fragmentación de la roca en la unidad minera Carahuacra?
- ¿Cómo influye la optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo Emulnor para el control de las vibraciones del macizo rocoso en la unidad minera Carahuacra?

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo general

Determinar la optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo emulnor para aumentar el avance lineal en la unidad minera Carahuacra.

1.2.2 Objetivos específicos

- Determinar la optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo Emulnor para el control de la energía necesaria para la fragmentación de la roca en la unidad minera Carahuacra.
- Determinar la optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo Emulnor para el control de las vibraciones del macizo rocoso en la unidad minera Carahuacra.

1.3 Justificación e importancia

1.3.1 Justificación practica

En la unidad minera Carahuacra se tiene deficiencias en la voladura de tajeos como de frentes, no se cumple con el avance lineal tanto en tajeos con en frentes llevando el incumplimiento de las metas programadas por la compañía minera Volcan S. A. A. La causa raíz del problema es el inadecuado uso de explosivos, con esta deficiencia se busca plantear alternativas de mejora, pero tras un análisis en la voladura en los trabajos de tajeos y frentes.

1.3.2 Justificación teórica

La extracción del mineral requiere de la realización de voladuras con explosivos, para obtener una buena fragmentación en los tajeos, y en los frentes un buen avance respectivamente. Frente a dicha necesidad, se viene constantemente innovando en la fabricación de nuevos explosivos con mayor VOD y presión de detonación, los cuales nos permitirán obtener los resultados óptimos en las voladuras, paralelamente estas producirán ondas sísmicas (vibraciones) las cuales se propagarán a lo largo del subsuelo. Calculada y obtenida la Velocidad Pico partícula (VPP) a distintas frecuencias, ya que esto nos permitirá tener un parámetro para poder predecir los efectos causados sobre estructuras cercanas.

1.3.3 Justificación metodológica

Las mediciones y cálculos en el presente informe se realizan con el apoyo del sismógrafo White, lo cual permitirá determinar los comportamientos de las ondas generadas por las voladuras realizadas dentro de los trabajos realizados en la unidad, se determinará el VOD de toda la columna explosiva para identificar cuánto desarrolla dicha columna iniciado con diferentes cebos. Asimismo, es muy importante ver los resultados de la voladura con la finalidad de ver la fragmentación y dar una granulometría adecuada en función al *burden* y espaciamiento, dentro de los resultados también cabe recalcar que es importante el monitoreo de los gases producidos por la voladura, todo esto ayudará a mejorar el avance lineal de la perforación y voladura en tajeos y frentes.

1.4 Hipótesis

1.4.1 Hipótesis general

La optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo Emulnor es factible y viable para aumentar el avance lineal en la unidad minera Carahuacra.

1.4.2 Hipótesis específicas

- La optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo Emulnor es factible y viable para el control de la energía necesaria para la fragmentación de la roca en la unidad minera Carahuacra.
- La optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo Emulnor es factible y viable para el control de las vibraciones del macizo rocoso en la unidad minera Carahuacra.

1.5 Identificación de variables

1.5.1 Variable independiente

Optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo emulnor

1.5.2 Variable dependiente

Aumentar el avance lineal

1.5.3 Matriz de operacionalización de variables

- Optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo emulnor para aumentar el avance lineal, en la unidad minera Carahuacra

Tabla 1. Matriz de operacionalización de variables

Variable	Definición conceptual	Dimensión	Indicadores
V.I.: Optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo Emulnor.	Es la mejora de la voladura en las labores de los tajeos y frentes, utilizando el explosivo emulnor 3000 y 1000, para el control de las caja techo como de la caja piso en tajeos y en los frentes de trabajo la periferia con una evaluación de control y seguimiento de la carga explosiva para estos tipos de trabajo.	<p>Análisis de la caracterización del macizo rocoso.</p> <p>Análisis de la malla de perforación en tajeos y frentes.</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Clasificación geomecánica de Bieniawsky. • RMR. • Espaciamiento (m) • Numero de taladros • Longitud de avance (m). • Burden (m)
V.D.: Aumentar el avance lineal	Es el monitoreo del control de la energía necesaria para la fragmentación de la roca y el control de las vibraciones del macizo rocoso que ayudaran a cumplir lo programado por la unidad minera, superior al 95% de lo establecido por la compañía minera.	<p>Evaluación del control de la energía necesaria para la fragmentación de la roca.</p> <p>Evaluación del control de las vibraciones del macizo rocoso</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Tiempo de retardo (s) • Fanel de periodo corto (ms) • Cantidad de explosivo (kg) • Movimientos sísmicos (mm/s) • Niveles de vibración

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes del problema

2.1.1 Antecedentes nacionales

- a) Tesis titulada “*Optimización de costos mediante reducción del factor de carga en roca mala - RMR 30 - 40 - unidad San Cristobal Compañía Minera Volcan*”. El objetivo del estudio es aportar una metodología experimental apropiada para Optimizar el avance lineal, el factor de carga y los costos de labores mineras de desarrollo y preparación de la Unidad Minera San Cristóbal, en roca de mala calidad, mediante la aplicación de nuevos estándares de voladura. Además, la metodología tiene las siguientes características: (1)
- ✓ Al hacer el mapeo geomecánico de la zona I de la veta Virginia en la unidad minera San Cristóbal se determinó que el tipo de roca es mala, con un RMR de 30 a 40. (1)

 - ✓ Se ha diseñado una malla de perforación y voladura en roca tipo regular a mala, IIIB, con RMR de 30 a 40, en base a las clasificaciones geomecánicas lo que permite optimizar la distribución de energía, con mucha más precisión que empleando otros modelos matemáticos. (1)

 - ✓ La optimización de las operaciones unitarias de perforación, voladura permitirá obtener un material mejor fragmentado lo que facilitará la limpieza, carguío, acarreo, transporte y molienda del material. (1)

✓ Los resultados finales en la Rampa 365(-) Nivel 920 – veta Virginia demostraron que el rendimiento de perforación y voladura mejoró en el avance lineal de 3,57 m a 3,65 m, en lo referente al rendimiento se pasó del 83,6% al 84,48% y el factor de carga se mejoró de 35,1 kg/ml a 33,2 kg/ml; en el Acceso ACC 823N Nivel 920 – Veta Virginia los resultados fueron que el rendimiento de perforación y voladura mejoró en el avance lineal de 3,02 m a 3,20 m, en lo referente al rendimiento se pasó del 83,6% al 88,89% y el factor de carga se mejoró de 30,1 kg/ml a 29,0 kg/ml. (1)

b) Tesis titulada “*Optimización de las prácticas de perforación y voladura en el avance y producción de la minería de mediana escala (Unidad Minera Macdesa)*”. El objetivo del estudio es aportar una metodología experimental apropiada para la Implantación del uso de modelos y nuevas técnicas de perforación y voladura e implementar estos en los niveles de avance y producción. (2)

Además, la metodología tiene las siguientes características: (2)

✓ El trabajo que se realiza en las operaciones unitarias donde están implicados desde un obrero hasta el superintendente es muy importante, ya que todos tienen el mismo fin de realizar la perforación y voladura de manera correcta y sin incidentes en avance y producción. (2)

✓ El diseño de la malla de perforación y voladura en base a las clasificaciones geomecánicas, permite optimizar la distribución de energía, con mucha más precisión, que de manera común o empleando otros modelos matemáticos. (2)

✓ La optimización de estas operaciones unitarias y tener un material mejor fragmentado facilita la limpieza, carguío, acarreo, transporte y molienda del material. (2)

c) Tesis titulada “*Reducción de la carga explosiva con el uso del explosivo Emulnor, en la corona de labores de desarrollo para optimizar los costos de voladura en CIA Minera MACDESA*”. El objetivo del estudio es aportar una metodología experimental apropiada para reducir la carga explosiva mediante

la redistribución de carguío de explosivo en la corona de labores de desarrollo para optimizar los costos de voladura en Minera MACDESA. Además, la **metodología** tiene las siguientes características: (3)

- ✓ Se redujo el costo de voladura por disparo, en promedio 6.64 US\$, en las labores de desarrollo como consecuencia de la mejor distribución del explosivo encartuchado de emulsión y el control de la corona de las labores de desarrollo. (3)
 - ✓ Se realizó una mejor distribución de explosivo encartuchado de emulsión, reduciendo el consumo del explosivo Emulnor 5000 de mayor densidad y de mayor poder rompedor con lo que se logró reducir el daño de la roca adyacente El mayor uso de E-5000 hace que el contenido de la voladura sea mayormente finos. (3)
 - ✓ Se logró un ahorro total por voladura de 27 US\$ por metro de avance el mismo que se logró por la reducción de los costos de sostenimiento debido a la mejor distribución del explosivo, así como al control de la corona de la labor. (3)
- d) Tesis titulada "*Evaluación técnica del uso de la emulsión gasificada para la optimización del proceso de voladura de rocas en la mina Santa Clotilde 7-Chongoyape*". El objetivo del estudio es aportar una metodología experimental apropiada para la optimización de las operaciones de perforación y voladura, mediante un nuevo diseño de malla de perforación. Además, la metodología tiene las siguientes características: (4)
- ✓ La evaluación técnica realizada por medio del uso de la emulsión, indica que sus propiedades explosivas optimizan el proceso de voladura de rocas cuyo efecto se encuentra reflejado en la reducción de costos y la fragmentación de la roca. (4)
 - ✓ La selección de las emulsiones es adecuada ya que se tuvo en cuenta los criterios de selección de un explosivo basado en el precio, diámetro y densidad de carga, características de la roca, el volumen a volar y las condiciones atmosféricas que tienen cada uno de ellos según el tipo de roca donde se realizó la voladura cuyas propiedades técnicas son variables. (4)

- ✓ Las pruebas de voladura de rocas realizadas evidencian que las emulsiones actúan de manera eficiente expuesta a distintas condiciones, es decir, presentaron una mayor velocidad de detonación, mayor presión, energía, mejor calidad de humos, buena fragmentación y sobre todo se redujo la carga explosiva por voladura teniendo en cuenta el tipo de roca a volar por lo que se determinó que el emulnor esel explosivo que tuvo mayor impacto técnico. (4)
 - ✓ Se determinó que los costos de voladura con emulsión gasificada son mucho más rentables a comparación de las dinamitas cuyo precio unitario es más elevado. Además, se redujo el factor de carga explosiva por la cual el número de cartuchos fue menor al que se usa con las dinamitas obteniendo como resultado el ahorro significativo de \$ 0.71 por tonelada volada. (4)
- e) Tesis titulada "*Optimización de la voladura, mina La Virgen - de la Compañía Minera San Simón S.A. - Huamachuco Trujillo*". El objetivo de la investigación es aportar una metodología experimental apropiada para optimización de la perforación y voladura y reducción de los costos de la operación de voladura en los tajos de explotación. (5)

Además, la metodología tiene las siguientes características: (5)

- ✓ La disminución de la cantidad de explosivos por metro lineal, en la columna explosiva en los taladros de 25 kg/ml a 20 kg/ml, mejorará notablemente la calidad de la granulometría ya que no requiere de voladura secundaria. (5)
- ✓ La fragmentación requerida se obtiene aplicando una relación de burden y espaciamiento menor a 1 en un patrón de malla triangular, aumentando el factor de potencia y la detonación de cada taladro en tiempos diferentes. Además, la distribución de carga en el taladro influye notablemente en el resultado en la fragmentación de la roca. (5)
- ✓ El cambio de mallas para diferentes tipos de rocas, la malla triangular se aplica en roca dura, la cual es muy efectiva ya que proporciona la mejor distribución de la energía del explosivo en la roca, en ejecución de su trabajo

rompedor eliminando voladuras secundarias y granulometría excesiva no planeada. (5)

2.2 Generalidades de la unidad minera Carahuacra

2.2.1 Ubicación y accesibilidad

La unidad minera Carahuacra es una de las unidades minera de Volcan Compañía Minera S. A. A. Se ubica en el distrito y provincia de Yauli, departamento de Junín

Tabla 2. Accesibilidad de la unidad minera Carahuacra

Ruta	Distancia (km)	Carretera	Tiempo aproximado(h)
Lima a la Oroya	110	De la ciudad de Lima en línea recta por la carretera central hasta llegar ciudad de la Oroya.	Se tiene un viaje aproximadamente de cinco horas.
La Oroya a mina Carahuacra	18	De la ciudad de la Oroya por la carretera central, se halla un desvío cerca de la localidad de Pachachaca,	El tiempo de viaje es aproximadamente de 45 minutos, en llegar a la unidad productora Carahuacra.

La minera Carahuacra tiene una altitud de 4550 metros sobre el nivel del mar, con las siguientes coordenadas geográficas:

- ✓ 76° 05' de longitud oeste
- ✓ 11° 43' de latitud sur

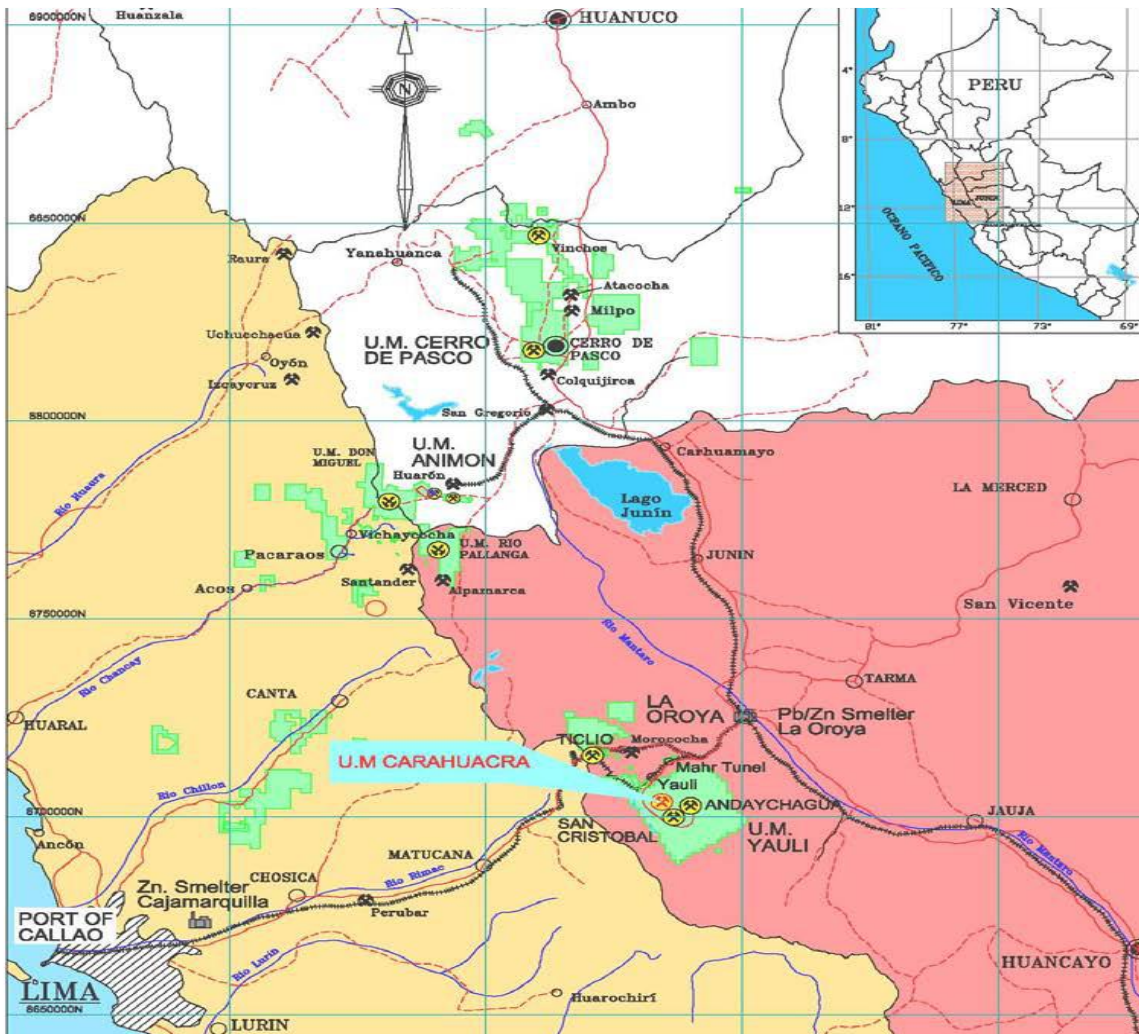


Figura 1. Ubicación y accesibilidad de la unidad productora Carahuacra.
Tomado del Departamento de Geología y Planeamiento de la UEA Yauli 2019

3.1 Geología regional

La unidad minera Carahuacra de Volcan Compañía Minera S. A. A. se ubica en el flanco occidental del Anticlinal Yauli, que es un diseño territorial expansivo de naturaleza tipo bóveda. El Complejo Domal de Yauli, que aborda una ventana de desarrollos Paleozoicos de arreglos mesozoicos. (6)

El Paleozoico tiene dos pisos, el inferior formado por el racimo Excelsior y el superior por el racimo Mitú; el Excelsior aflora a lo largo del anticlinal de Chumpe en el tramo occidental de la bóveda y en el anticlinal hacia el este; el Mitu afloramientos en la mayor parte del arco. (6)

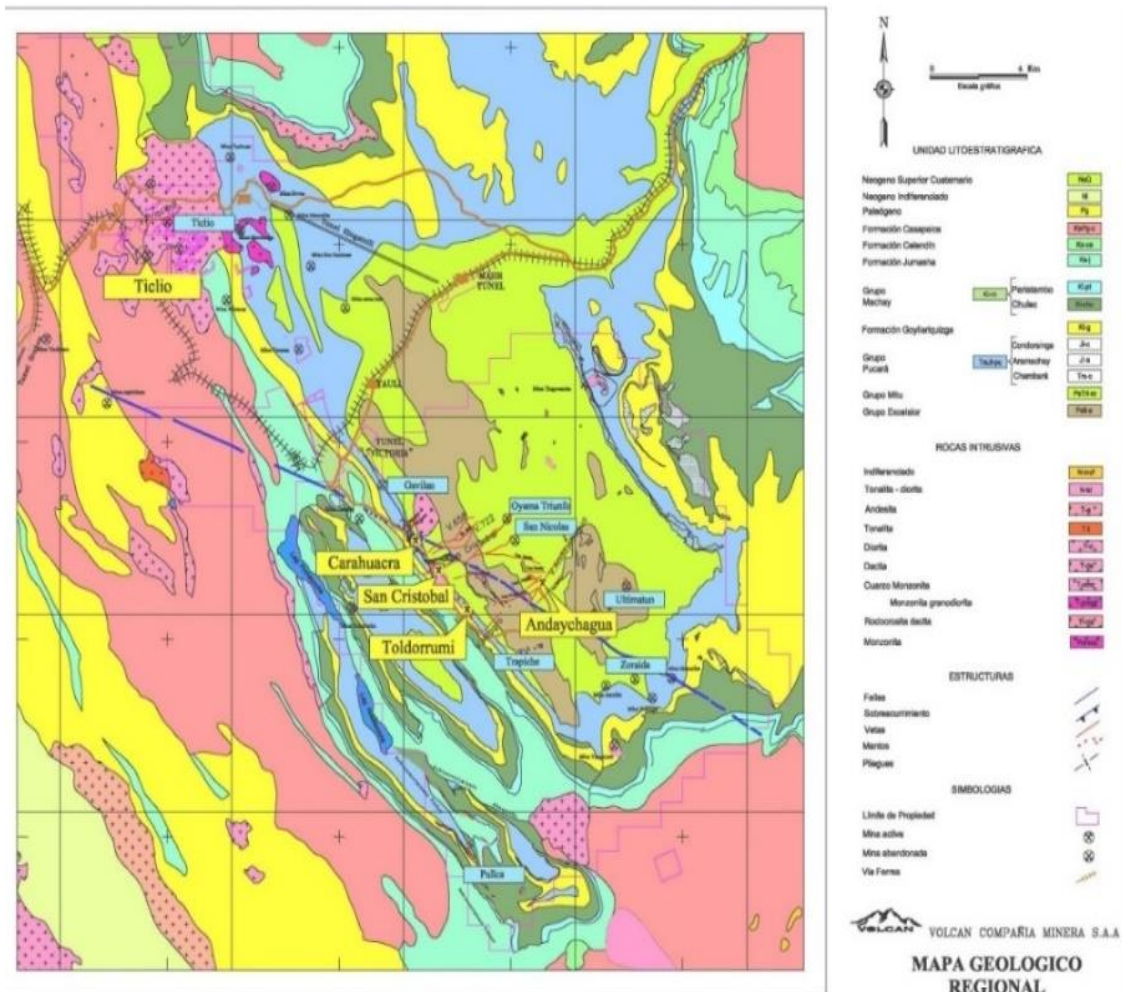


Figura 2. Plano de mapeo geológico de la unidad minera Carahuacra Tomado del Departamento de Geología y Planeamiento de la UEA Yauli 2019

3.2 Geología local

3.2.1. Secuencia litológica

La secuencia litológica de la unidad minera Carahuacra de Volcan Compañía Minera S. A. A. tiene una extensión desde el Paleozoico hasta el Cretácico Superior.

ERA	SISTEMA	EPOCA	EDADES PISOS	UNIDAD LITOLÓGICA	GRAFICO	FORMACION SEDIMENTARIA	FORMACION IGNEA	MINERALIZACION
CENOZOICO	CUATERNARIO					Sedimentos no consolidados		
	TERCIARIO			CAPAS ROJAS CASAPALCA		Discordancia erosional Conglomerados calcáreos Calizas Lunetas Calcareas Calizas arcillosas arenosas	Intrusivos intermedios Cuarcos-Dioritas Intrusivo Acido tipo Chumpe Granitos	
MESOZOICO	CRETACEO	INFERIOR	COMANCHEADO	FORMACION JUMASHA		Discordancia erosional Calizas masivas y Dol. poco fosilíferas Basalto	Cuellos de Basaltos a través de todas las Formaciones	Mineralización estratigráfica de Fe, Ba, Zn, Pb, Ag, Cu
		NEOCOMICO (BOCRET.)		GRUPO MACHAY FORMACION FARIATAMBO FORMACION CHULEC GRUPO GOYLLAR		Alternancia de Clz. Bit. con sódulos de chert Calizas y Dolomías Alternancia de Clz Margosos Fossil. Qst Basalto Montero Areniscas Lámbricas rojizas	Diorita + Gabro	
	JURASICO	INFERIOR O EOGJURASICO (LIAS)	NEOCOMIANO TOARCLANO FLIENSBACHIANO HETTANGIANO	GRUPO PICARA FORMACION CONDORSINGA FORMACION ARAMACHAY		Calizas gris clara, y dol Blancas amarillentas Basalto Montero Ba Calcareas Chert, Dol Calizas con Yeso		Mineralización estratigráfica de Fe, Ba, Zn, Pb con sobreimpresión de Mineralización Hidrotermal forma de cuerpos y mantos
	TRIASICO	SUPERIOR O MESOTRIASICO	RETTANO NORIANO	FORMACION CHAMBARA		Calizas y Dolomías	Detrames de Dacita y Andesita	Mineralización estratigráfica de Zn, Pb, Fe, Cu, Ba, Mn
PALEOZOICO	PERMICO	ERTRIOSICO SUPERIOR	OCHOA	GRUPO MITU		Discordancia erosional Lentes de areniscas y conglomerados rojizos	Intrusivo intermedio tipo Carahuacra Cuarcos-Monzonitica	
		MEDIO 889 y 846	GUADALUPE LEONARDO			Discordancia erosional	Volcánicos Volcanoclasticos morados	Mineralización Hidrotermal en Veñas de W, Sn, V, Bi, Cu, Zn, Pb, Ag, Sb
DEVONICO	MEDIO	SUPERIOR	CHAUTAUQUAN	GRUPO EXCELSIOR		Filitas Mármoles fosilíferos	Volcanicas verdes	Mineralización estratigráfica de Ni, Co
			ULSTER			Cuarzitas		Mineralización estratigráfica de Cu, Zn, Pb, Fe

Figura 3. Columna estratigráfica generalizada de la unidad productora Carahuacra Tomado del Departamento de Geología y Planeamiento de la UEA Yauli 2019

- **Grupo Silúrico-Devónico-Excelsior**

El grupo Excelsior está compuesto por rocas excepcionalmente antiguas que surgen en las cercanías y forman el núcleo del anticlinal de Chumpe, está compuesto por filitas con intercalaciones de cuarcitas, vulcanitas verdes y bancos calcáreos jaspeados con fósiles. (6)

Comparable al control estableció una potencia de 1800 metros en el agrupamiento secuencial de Tarma. Su mineralización ocurre en pliegues, acumula dos tipos de manto en la mina nombrados como oferta final compuesta por Fe, Zn, Pb, Ag; y la otra capa estrictamente conectada situada en el anticlinal, de Ni, Co, As (Sb), Fe, S. (6)

- **Grupo Permian-Mitú**

Sobre las rocas del grupo Excelsior hay una progresión volcánica, formada por rocas andesíticas y dacíticas disipadas, breccas, aglomerados y tobas. Además, la mineralización para esta reunión se encuentra de manera sobresaliente en el domo de Yauli, como pliegues y dispersos. (6)

Presenta una potencia completa irregular en este encuentro, hacia el oeste de la unidad minera Carahuacra, la potencia de los volcanes Catalina es de alrededor de 800 metros. La edad del grupo Mitú fue vista como el Carbonífero Superior y luego asignada al Pérmico. (6)

- **Grupo Triásico Superior Liasico-Pucara**

Este encuentro es un encuentro de facies calcáreas, se ubica en la discordia sobre el grupo Mitú, este encuentro se divide en tres desarrollos: Chambará, Aramachay y Condorsinga se identifican con la mineralización monetaria del lugar. (6)

- **Formación Chambará (Triásico Superior)**

Está formada por calizas, dolomías, calizas dolomíticas, aisladas por capas calcáreo-arcillosas y tobas de un par de centímetros, las rocas calcáreas tienen un tono claro tenue a oscuro, con un mayor nivel de materia natural (6).

- **Formación Aramachay (Liassic: Hetangian-Sinemurian)**

Está hecho de lutitas limosas, seguido de areniscas de grano fino, piedra caliza y pedernal en capas. Las calizas se introducen en bancos de 20 a 50 centímetros, gran parte del tiempo lenticulares, o en protuberancias discoidales dependientes de un metro de medida, igualmente se observan capas vulcano-detríticas. (6)

- **Formación Condorsinga (Liassic Toarcian)**

Generalmente está compuesto oolítico o bioclástico en la mitad inferior del desarrollo; Las intercalaciones tufáceas tenues claras, de grano fino a medio, son normales. Las calizas cambian de color gris claro a gris oscuro, son de grano fino, hay zonas donde están fuertemente brechadas. (6)

- **Grupo Goyllarisquizga (Cretácico Inferior)**

El grupo de Goyllarisquizga se encuentra en igual desunión sobre el grupo de Pucará, que se mantuvo en dos etapas progresivas. El inicialmente formado por depósitos de granulometría fina a excepcionalmente fina, facies de llanura aluvial con pelitas rojas y pocas intercalaciones de areniscas de facies de desbordamiento, salvó en un clima climático semi - reseco que se manifiesta en la oxidación sólida de las pelitas. Durante la segunda etapa se produce un cambio brusco en la principal, almacenando areniscas medianas a excepcionalmente gruesas y niveles de agregados con troncos de árboles actualmente silicificados, en un clima pegajoso e importante movimiento de fundición confirmado por cornisas de basalto. En la Unidad Minera Carahuacra, su fuerza llega a los 100 metros. El grupo de Goyllarisquizga ha sido acreditado al Cretácico Inferior-Valanginiano-Aptiano. (6)

- **Grupo Machay (Cretácico Medio)**

- **Formación Chúlec**

Esta formación es completamente carbonatada, litológicamente se ajusta por un desplazamiento de roca caliza y marga de las facies de la etapa externa; es excepcionalmente fosilífero y comprende el principal arreglo cretácico efectivamente fechado de los Andes centrales. Toda la serie en general está fuertemente bioturbada. se desplaza de 250 m sólo al SO de Morococha a 350 m en Carahuacra. La fundación del arreglo de Chúlec se ve como la fundación del horizonte calcáreo primario sobre las areniscas de cuarzo del encuentro de Goyllarisquizga y data del Albiano Medio. (6)

- **Formación Pariatambo**

Esta formación es difícil de ubicar en la escena debido a su tinte oscuro característico, la baja protección contra la desintegración y la litología lúgubre. Se compone de una variación de marga-caliza de bancos poco claros y tenues, en su mayor parte extremadamente bituminosos, establecidos aparte por un olor rancio excepcionalmente articulado. Los niveles razonables son lutitas con empaquetaduras calcáreas-dolomíticas en algunos casos marginalmente siltosas. Los bancos opacos son margas calcáreas-dolomíticas

excepcionalmente bituminosas. Este desarrollo almacenado en una etapa algo profunda y segregada contiene varias amonitas divididas mínimas y el pescado permanece. (6)

➤ **Formación Jumasha**

Concordante con el desarrollo de Pariatambo es el arreglo de Jumasha. Litológicamente es el más homogéneo de los desarrollos del Cretácico descubierto en el Domo de Yauli. Comprende en su mayor parte de una gigantesca serie de carbonatos dolomíticos de baja fosilización con pocas areniscas y piedras focales puntos, mantenidos en un escenario poco profundo y marginalmente restringido. Las amonitas encontradas tienen un lugar con el Alto Albiano-Turoniano. (6)

3.3 Geología estructural

3.3.1. Plegamiento

La unidad minera Carahuacra se ubica en el flanco occidental de la construcción territorial predominante del domo de Yauli, que se ensancha longitudinalmente por aproximadamente 35 kilómetros, desde San Cristóbal a Morococha, y 10 kilómetros dinámicamente; la dirección normal de este diseño es N 40 ° W Se encuentra desviado, su flanco este se hunde entre 30 ° y 40 ° mientras que su flanco oeste se hunde entre 60 ° y 80 °; está compuesto por algunos anticlinales y sinclinales, de los cuales los anticlinales más significativos son Chumpe y Yauli (Ultimatum) ; sus tomahawks tienen un rumbo que difiere entre N 35 ° y 40 ° W. (6)

El anticlinal de Chumpe está en el escandaloso oeste, su flanco occidental se hunde 55 ° SW, mientras que el lado este se hunde 30 ° NE; el núcleo de este anticlinal está enmarcado por rocas del grupo Excelsior; el flanco occidental está hecho de calizas Pucará y areniscas de Goyllarisquizga; en el flanco oriental las piedras del grupo de Mitu se extienden unos kilómetros y sobre estas las del grupo de Pucará. Es considerado como el escandaloso suroeste del domo de Yauli, donde ha hecho su lugar el mejor movimiento de colapso. (6)

Se perciben dos tiempos primarios de tectónica en la localidad; el primero del Pérmico Inferior, llamado Tectónica Tardihercínica, que provocó un colapso

grave de las filitas Excelsior; el período posterior llamado Tectónica Andina, que básicamente colapsó las rocas mesozoicas, comenzó hacia el final del Cretácico y mantenido durante el inicio y centro del Terciario, percibiéndose tres etapas de colapso en la Cordillera de los Andes; el peruano hacia el final del Cretácico, y antes del enunciado de las capas rojas; el Inca hacia el inicio del Terciario, fue el más excepcional y fue seguido por una época de movimiento volcánico, por último el "Quechua" en el Terciario. (6)

3.3.2. Fracturamiento

La rotura en la región de la unidad minera Carahuacra, tiene todas las características de ser la consecuencia de las fuerzas de compresión e intrusivas que impulsaron el desarrollo del Domo de Yauli. Lo más probable es que hacia el final del Cretácico, el derrumbe del dirección NE-SO comenzaron a desaparecer. moldearon el anticlinal de Chumpe, ya que los poderes de presión se expandieron el plegamiento incaico, las capas inferiores de roca caliza se deslizaron sobre el volcán subyacente. (6)

Las fuerzas tensionales, cuando las fuerzas de presión cesaron rápidamente, llevaron a la disposición de roturas longitudinales correspondientes al eje del anticlinal de Chumpe, las cuales fueron posteriormente rellenadas por los diques de Alaskite que suceden en el núcleo de dicho anticlinal, al continuar las fuerzas de presión. conducen al desarrollo de las fisuras de cizallamiento de rumbo EO, la veta principal la Unidad Minera Carahuacra y San Cristóbal y la veta Virginia al pasar a las filitas, la veta Prosperidad. (6)

La complejidad geográfica del área ha provocado la disposición de una variedad de depósitos de minerales que generalmente se distribuyen como se muestra en la tabla a continuación.

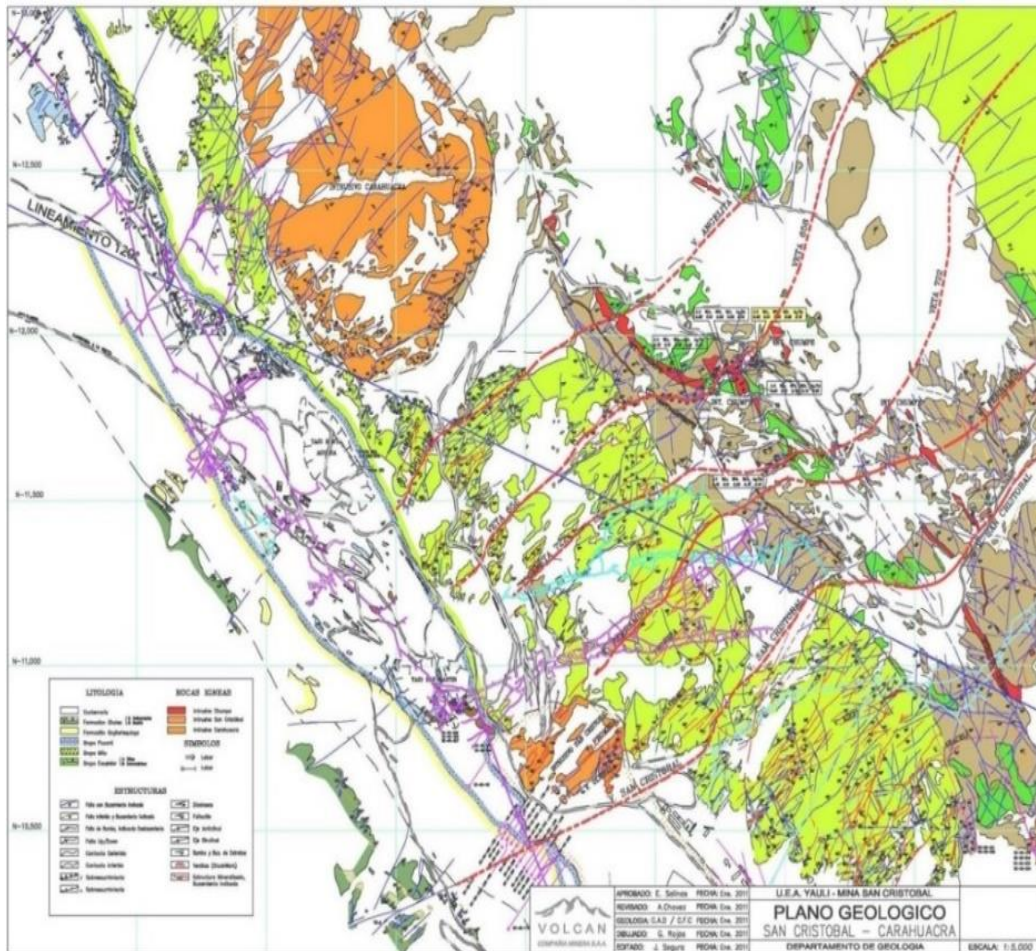


Figura 4. Plano geológico estructural de la unidad productora Carahuacra Tomado del Departamento de Geología y Planeamiento de la unidad minera Carahuacra, Yauli 2019

3.4 Geología económica

Después de la última fase del plegamiento " Quechua " y la disposición de las grietas por tensión, llegó el momento de la mineralización; los arreglos de mineralización sobrante probablemente comenzaron a partir de las reservas de monzonita de cuarcifera, atacaron la región provocando el desarrollo de vetas, mantos y cuerpos, es importante explicar el comienzo de los mantos y cuerpos, estos fueron rellenados o reemplazados indistintamente por soluciones hidrotermales. (6)

3.4.1. Vetas

Las vetas o pliegues se formaron básicamente mediante el relleno de roturas, mineralizadas son las que se crean a lo largo de las fisuras por presión. Además, los defectos de cizalla contienen una gran cantidad de panizo y no están todos

mineralizados o inadecuadamente mineralizados. Están situados a lo largo de la zona minera de la unidad, la mayoría creados en el grupo volcánico Mitu.

3.4.2. Mantos

Los mantos se sitúan en el flanco oeste del anticlinal, en la zona de la caliza Pucará. Desde el contacto con los volcánicos Mitu, se encuentran todo el tiempo con delineación.

3.4.3. Cuerpos

Al igual que los mantos, se sitúan en el flanco oeste del anticlinal, en la zona de la caliza Pucará. Su disposición se debe a la asociación de unos mantos o al cruce de una vena con un manto.

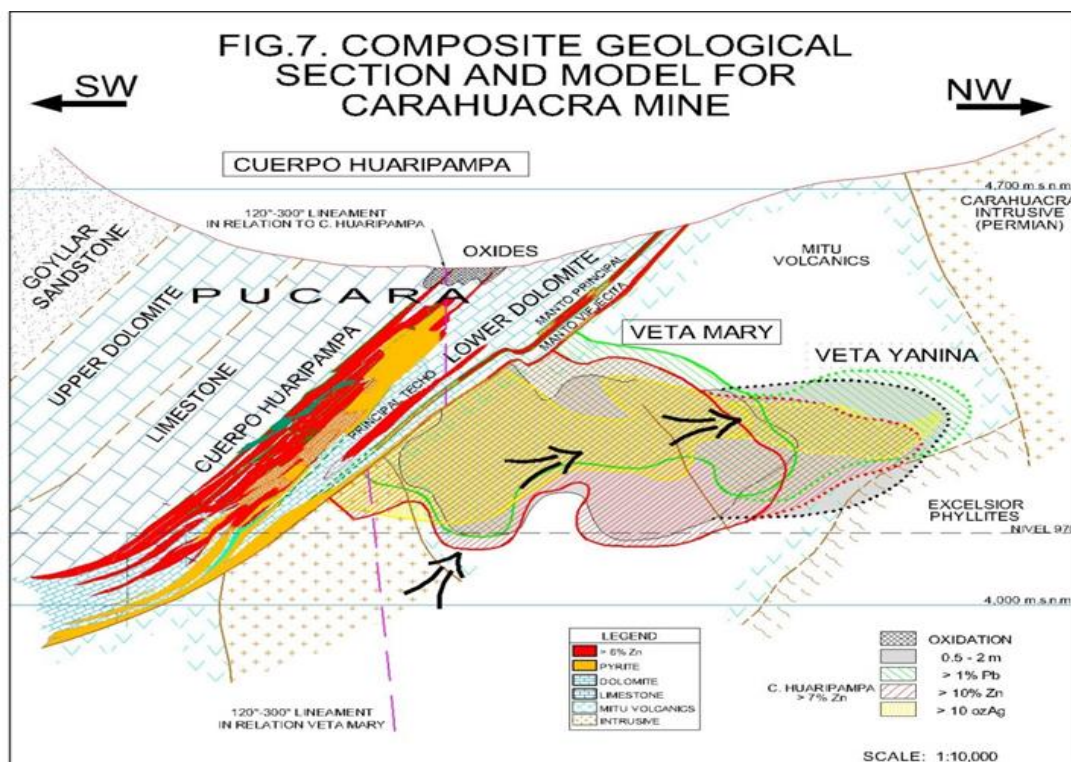


Figura 5. Plano de sección geológica compuesta de la unidad productora Carahuacra Tomado del Departamento de Geología y Planeamiento de la Unidad Minera Carahuacra, Yauli 2019

3.4.4. Sistema de vetas Carahuacra

El sistema de vetas Carahuacra está conformado por las siguientes vetas:
El marco de la veta Carahuacra está compuesto por las vetas acompañantes: Mary, Ramal Mary, Yanina, ML, Ruth, Carmen, Lourdes, Penélope, etc., las más

grandes son las vetas Mary y ML, que se han mineralizado a lo largo de unos 600m y 500 m, por separado. (6)

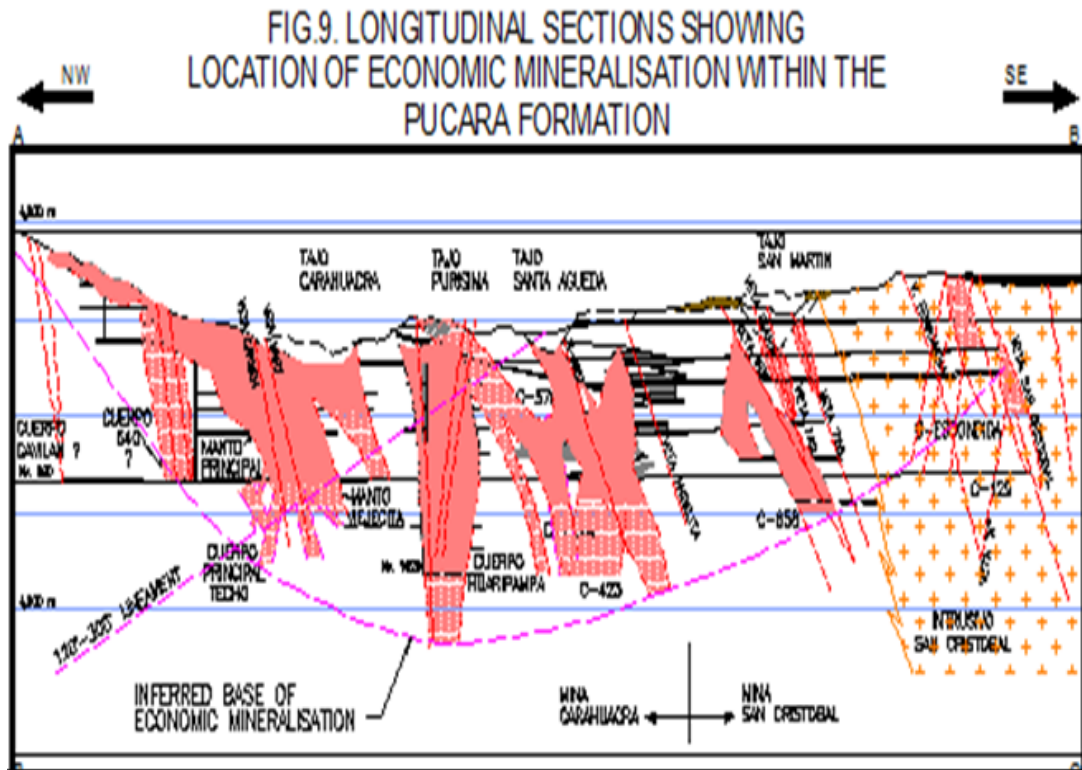


Figura 6. Modelo de mineralización de la veta unidad productora Carahuacra del domo de Yauli
 Tomado del Departamento de Geología y Planeamiento de la Unidad Minera Carahuacra, Yauli 2019

El ancho de las vetas es variable en los distintos tipos de rocas a lo largo de todo su aumento, las vetas tienen una fuerza que varía de un par de centímetros a 8,00 m, en su mayor parte se introducen en el tipo Rosario. (6)

mineralizada manteniendo equidistancia entre accesos de 100 metros, la profundización se ejecuta mediante una rampa principal siempre orientada a la caja piso de la estructura. (7)

La secuencia de minado ha sido diseñado de manera longitudinal, seccionando la estructura en bloques de explotación de 100 metros de longitud y realizando una secuencia ascendente mediante 3 bancos de explotación de 15 metros de altura separados por 03 subniveles de perforación- extracción y 01 de nivel principal, con respecto a la extracción se realiza rotura en retirada seguido por relleno detrítico mecanizado (back fill) con longitud máxima de abertura (LMA) hasta de 30 metros horizontalmente, esto es variable según la clasificación de roca (RMR). (7)

El diseño del corte básico de explotación se considera un block de mineral de 67.50 metros de altura con 03 subniveles intermedios de perforación y 01 nivel principal de extracción (sección: 3.80m x 4.0m y Pendiente: + 1%), se inicia la explotación en el banco N°01 desde el centro de la estructura, que se encuentra como reserva, en retirada en dirección E – W. (7)

Con bancos de 12 m la llegada de los accesos se realiza en forma de rombo para darle mayor eficiencia a la operación. Se aplica en Veta Mary, Veta ML y Melissa

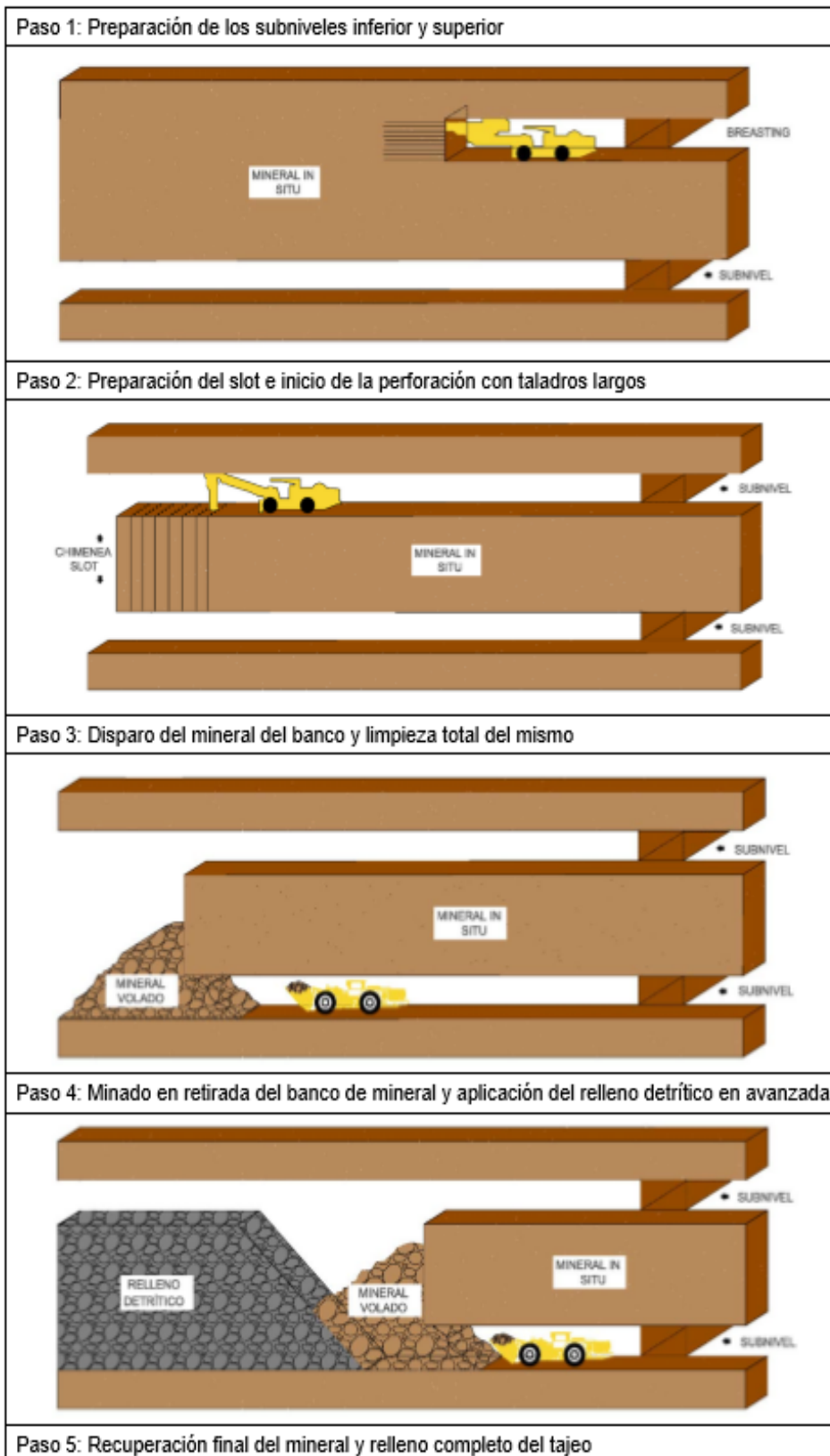


Figura 8. Secuencia de minado Bench anf Fill
 Tomado del Departamento de Planeamiento de la unidad minera Carahuacra, Yauli 2019

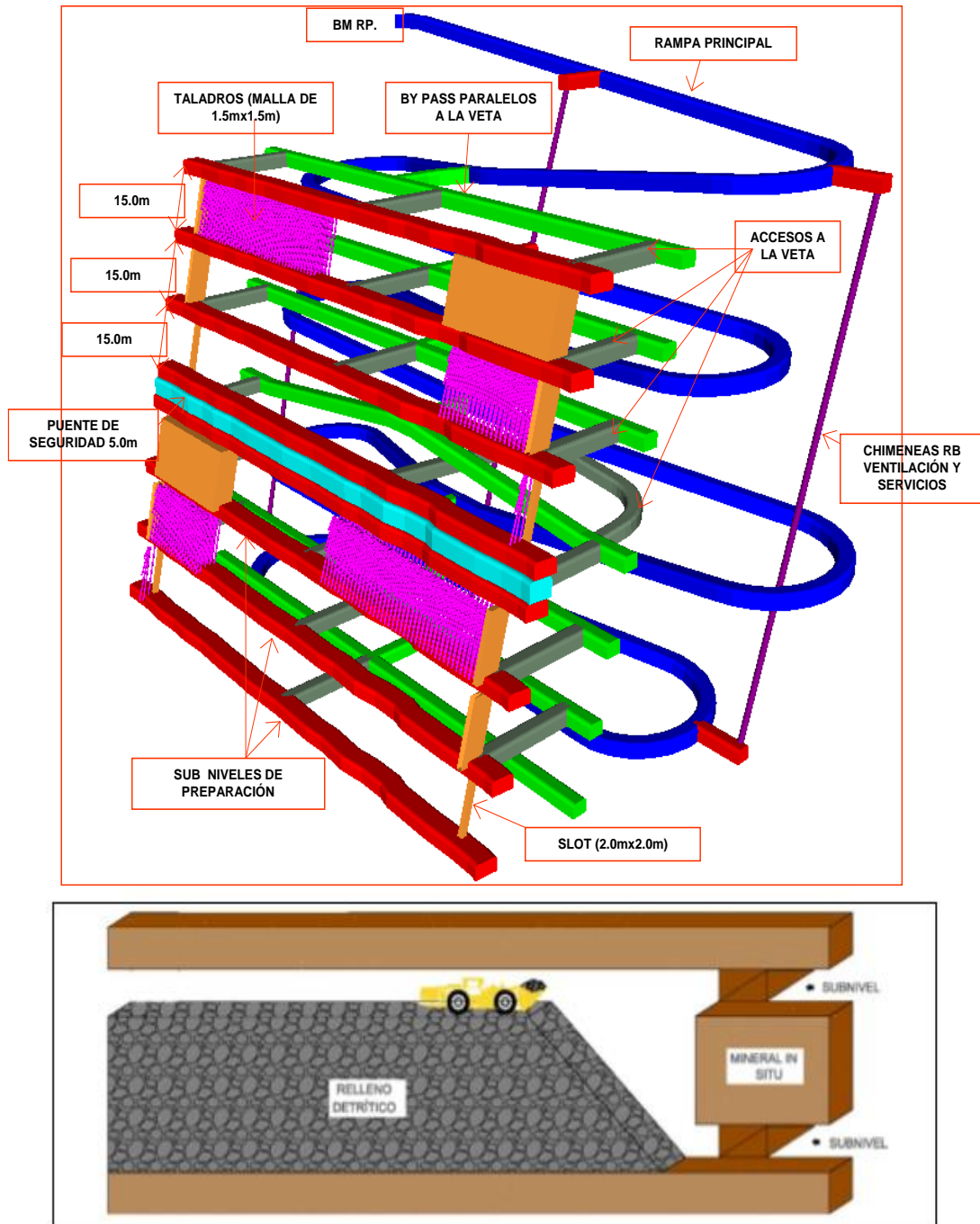


Figura 9. Método de minado SLS
 Tomado del Departamento de Planeamiento de la Unidad Minera Carahuacra, Yauli 2019

2.3.3 Over Cut and Fill (Breasting)

Como condición general para la aplicación de este método es buzamiento menor a 50° así como en zonas de intermitencia de mineral - desmonte condición que requiere de mayor selectividad. La preparación se inicia con una rampa en espiral al piso 0 de la estructura, a partir de la rampa se desarrollan accesos de -15% grad hacia la estructura, una vez cortada la estructura se desarrollan

galerías este – oeste, de longitudes de 50m en promedio (límite del tajo); con objetivo de control de estabilidad en corona la perforación se realiza de forma horizontal (breasting), para el cambio de piso es utilizado relleno mecánico y posterior uniformizado y sellado de cajas mediante relleno hidráulico y se desquincha la corona del acceso (rebatido) e inicia el nuevo corte en ascenso. (7)

Con una altura de 4.0 m. (corte efectivo 3.5m). Este método se emplea en veta de mayor potencia y con terrenos de regular a malo, en la mina Carahuacra su aplicación mayormente se da en el cuerpo Huaripampa y Veta Diana. (7)

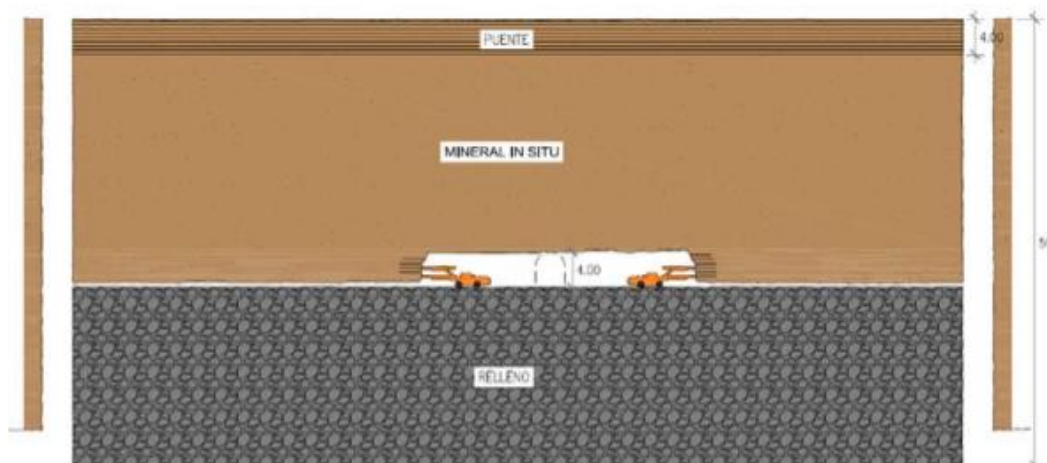


Figura 10. Secuencia de minado OCF
Tomado del Departamento de Planeamiento de la Unidad Minera Carahuacra, Yauli 2019

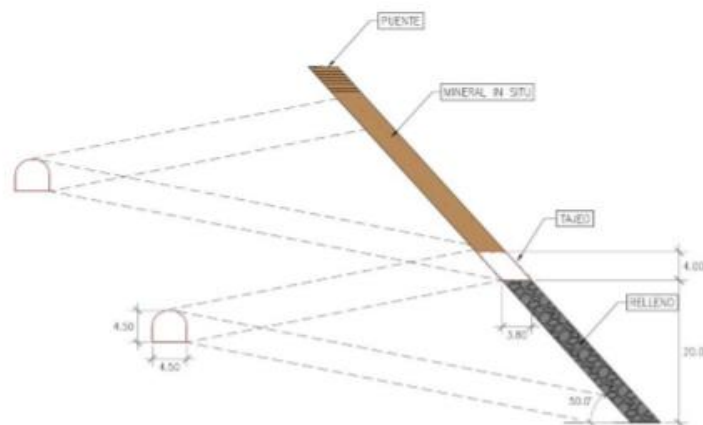


Figura 11. Diseño Over Cut and Fill - OCF
Tomado del Departamento de Planeamiento de la Unidad Minera Carahuacra, Yauli 2019

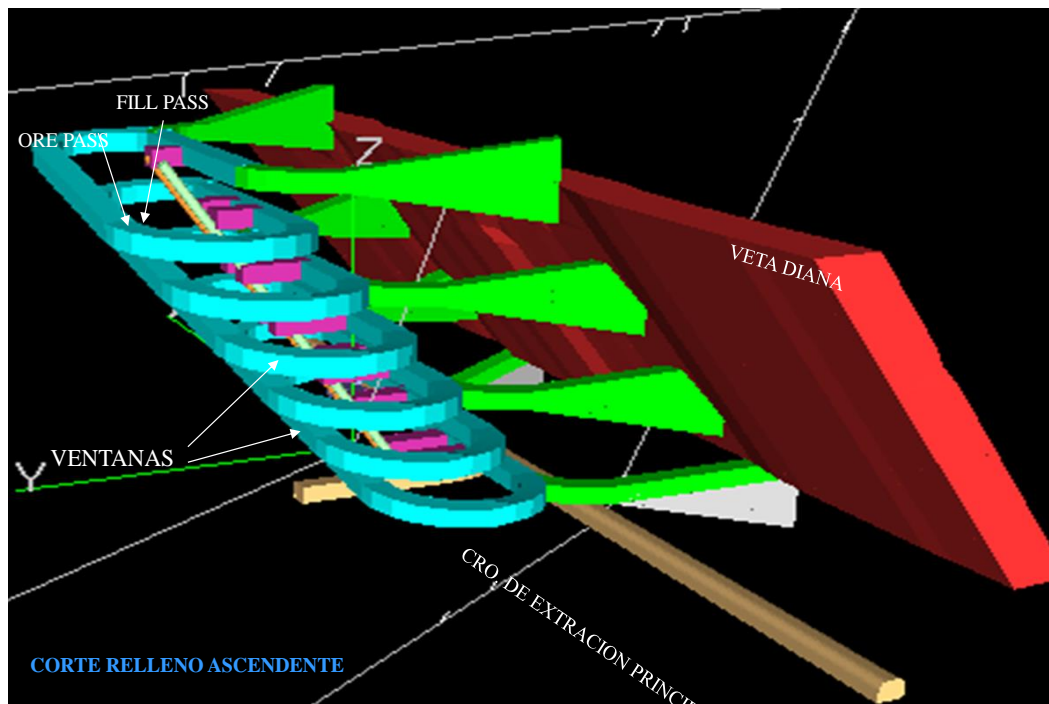


Figura 12. Isométrico del minado OCF
 Tomado del Departamento de Planeamiento de la unidad minera Carahuacra, Yauli 2019

2.4 Ciclo de minado perforación y voladura unidad minera Carahuacra

En la mina Carahuacra, para extraer el mineral con valor económico realiza un proceso cíclico de minado siendo el siguiente para explotación por taladros largos; perforación, voladura, limpieza, transporte, relleno.

En los avances se sigue el siguiente ciclo; perforación, voladura, sostenimiento, limpieza y transporte.

2.4.1 Perforación y voladura

Se utilizan jumbos electrohidráulicos de uno y dos brazos y equipos simbas electrohidráulicos para perforación de taladros largos con barras T38 de 1.50 metros de longitud, con un rendimiento promedio de 90 metros por guardia.

Los explosivos utilizados en la mina Carahuacra son: emulsión encartuchada, emulsion 1.1/2"X8" 1.12g/cm³, accesorios: cordón detonante 5p, cordón detonante No.5 normal 5g/M 7000m/S, detonador no eléctrico 18.0 M, retardador 25MS, y mecha rápida.

2.4.2 Voladura de tajeos y frentes unidad minera Carahuacra

A. Voladura de tajeos unidad minera Carahuacra

El método de explotación por taladros largos de bancos de 10 metros para la mina Carahuacra es tajeo por subniveles con taladros largos, en su variante *Bench and Fill* (AVOCA), para bancos de trabajo de 10 metros, siendo las siguientes actividades unitarias los componentes del proceso de minado:

- Voladura; la apertura del slot se realiza mediante método VCR estándar 2.2x2.2, y la posterior apertura de la zanja a lo largo de la potencia de la estructura a minar mediante taladros ayuda. Culminado la apertura de cara libre se inicia con la voladura de secciones en producción, de acuerdo a la longitud de carga operante y factor de potencia entregada por el área de P&V, nunca debe ser cagados los taladros de alivio.
- Perforación; el diseño de mallas de perforación inicia con la generación del sólido de estructura a minar, posterior caracterización geomecánica y posterior replanteo en campo de las secciones a perforar; el diseño de secciones deberá considerar la presentación de caja techo y piso de la estructura y evitar la presencia de carga suspendida, la perforación de taladros largos se realiza con equipo de perforación modelo Simba H1257 marca Atlas Copco o similar.
- Limpieza; la limpieza y extracción de mineral se realiza mediante *scooptrams diesel* de 6.0 yardas cúbicas de capacidad utilizando telemando, no exponer el operador al tajo vacío, en los puntos de carguío despachan a volquetes de 10 m³, que transportan mineral desde interior mina hacia el echadero 384 o 535 ubicados en Nv 820.
- Relleno; la fase de relleno inicia al culminar la apertura de 5 metros excedente al límite del LMA (longitud máxima de abertura) calculado y recomendado por el área de geomecánica, relleno en avanzada hasta cumplir con el LMA.

El relleno del tajeo culmina al cumplimiento del LMA recomendado e inicia nuevamente las actividades unitarias de voladura 5 m adicional al LMA e inicio

nuevamente de la fase relleno hasta el cumplimiento del LMA recomendado, continuar voladura y relleno hasta la culminación del tajo programado.

Previo a las voladuras (3 filas = 5.0m adicional de abertura o mayor longitud de acuerdo a disposición de relleno) se instalará geo membrana a lo largo del talud formado por el relleno con objetivo de evitar la contaminación del mineral con el relleno altura del banco forma un ángulo de reposo de 50°.

La explotación de los tajos es en forma ascendente con 03 bancos preparados. En el ciclo de minado el relleno se realizará en forma constante de acuerdo al avance del tajo y después que se termine la limpieza total de la voladura realizada, considerando longitud de relleno es iguala a la longitud disparada.

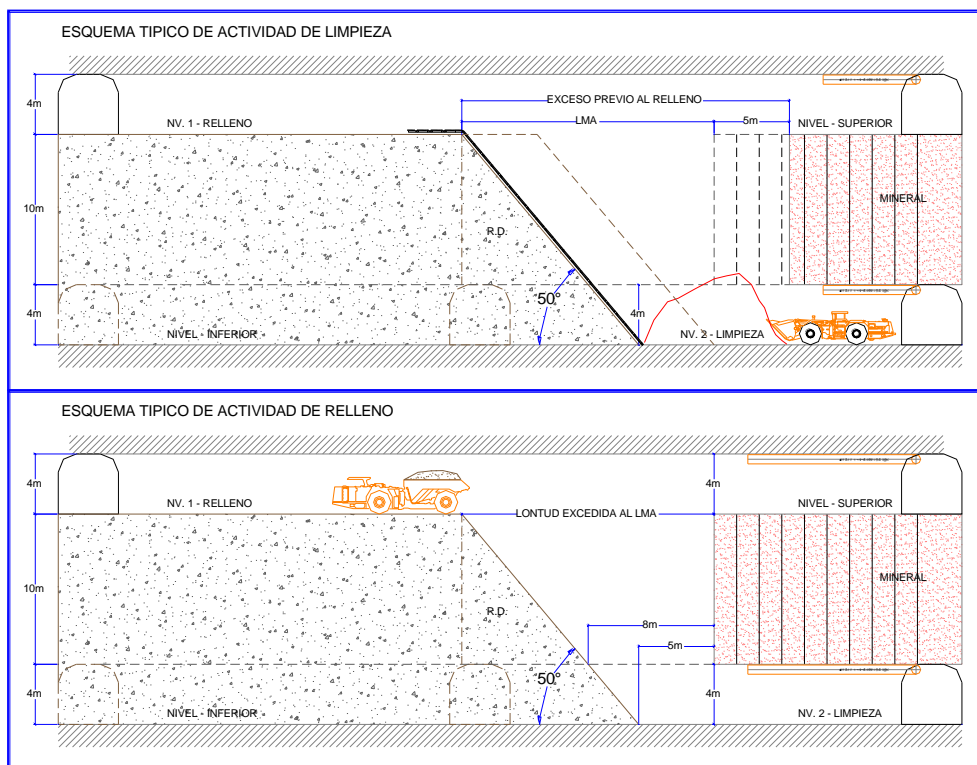


Figura 13. Diseño del típico de actividad de limpieza.

Tomado del Departamento de Planeamiento de la unidad minera Carahuacra, Yauli 2019

- **Parámetros del método por diseño**

Conforme a lo expuesto líneas arriba tenemos las siguientes características de diseño:

1. Accesos de perforación y relleno
2. Sub nivel superior de perforación, así como también servirá para el relleno del piso inferior, siendo parte del ciclo en forma ascendente para los cortes siguientes se convertirá en subnivel de limpieza.
3. Longitud abierta del tajo considerando el relleno y el mineral *in situ* (cara libre).
4. Relleno detrítico acumulado generado por el ciclo.
5. Angulo de reposo de la carga (promedio de pendiente calculado de mediciones en campo 50°).
6. Abertura inicial de limpieza que forma la pendiente del relleno (50°) con el subnivel de limpieza (sin considerar las 3 filas de avance).
7. Taladros proyectados de producción con espaciamiento y *burden* de 1.5 m.
8. Mineral *in situ*
9. Acceso y subnivel de limpieza (subnivel inferior).
10. Abertura proyectada del tajo entre el relleno y el mineral *in situ* considerando el disparo de las 3 filas (5.0m).
11. Proyección de las filas (3 filas) en relación a la ratio de avance (5.0m).
12. Capa de geo membrana que cubrirá el relleno, esto para no contaminar el mineral al momento de realizar el avance del tajo.
13. Abertura total de limpieza que forma la pendiente del relleno (50°) con el subnivel de limpieza (considerando las 3 filas de avance).
14. Abertura total del tajo entre el relleno y el mineral *in situ* considerando el disparo de las 3 filas (5.0 m).
15. Longitud proyectada de relleno por cada 3 filas de disparo realizadas en mineral (estas longitudes son equidistantes 5.0 m).
16. Marca o señal de limpieza para ser considerada por el operador del *Scoop* (establecida a 8.0m para cualquier caso de los bancos ya sea de 10, 12 o 15 m).
17. Longitud que forma el talud del relleno de acuerdo al ciclo de minado.

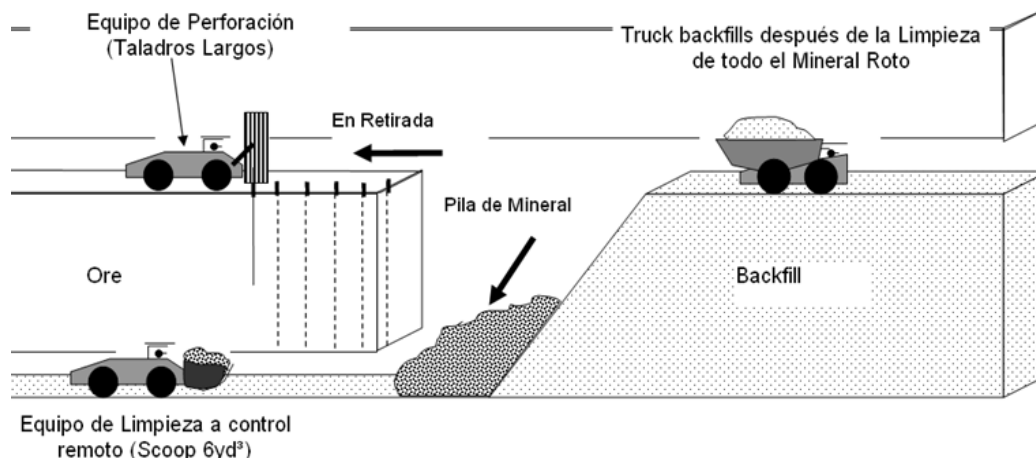


Figura 14. Ciclo de taladros largos método AVOCA
Tomado del Departamento de Planeamiento de la unidad minera Carahuacra,
Yauli 2019

B. Voladura de frentes unidad minera Carahuacra

Se realizó el seguimiento de la perforación y voladura de los tajos en *Breasting* en la labor de avance de la veta Mary tajo 120 E-W del nivel 1300 – Veta María Luisa.

El carguío de explosivos en la labor, se detectó algunas desviaciones por parte de los trabajadores, las siguientes observaciones son:

- Durante el carguío de los taladros con explosivos se detectó que no son cargados de acuerdo a la longitud del taladro, y si no se colocan los tubos PVC, solo se carga hasta donde ingresa el cebo inicial.
- Desconocen las características del explosivo que están manipulando en el carguío.
- Se encontró a los trabajadores realizando el corte Longitudinal del Emulnor de 3000, en 02 partes para completar el carguío de 04 taladros con tubos PVC por falta de explosivos de menor diámetro.
- No cuentan con materiales de encebado, punzón de cobre.

No existe control de explosivo durante el carguío.

En la siguiente figura se muestra las deficiencias durante el carguío de taladros con el explosivo emulnor de 3000.



Figura 15. Deficiencias durante el carguío del explosivo Emulnor de 3000 Tomado del Departamento de Planeamiento de la unidad minera Carahuacra, Yauli 2019

Evaluación de la perforación y voladura con el equipo frontonero Boomer S1D. En el seguimiento de la perforación y voladura en el Tajo lado Oeste, en coordinación con el Jefe de Perforación y Voladura, encontrándose las siguientes observaciones:

- No se realiza el marcado de la sección a perforar, falta rasante, dirección y así mismo existe desniveles en la corona por inadecuada perforación. Se realizó la visita con los supervisores de perforación y voladura con la finalidad de detectar desviaciones en los procesos de perforación y Voladura en las labores la veta Mary tajo 120 E-W del nivel 1300; dejándose recomendaciones a los operadores y cargadores, así como también recogiendo información de los equipos de perforación frontonero Boomer SID.
- Se hizo seguimiento de la peroración post visita, detectando cambios significativos como son, el pintado de malla de perforación, uso de guiadores, criterio de perforación, lograr un taladro construido y realizar un carguío adecuado de explosivos.
- Se realizó la capacitación en el campo sobre perforación, control de paralelismo y uso de guiadores, en la siguiente figura se muestra las respectivas capacitaciones al personal encargada de la perforación y voladura, en anexo 2 se muestra los resultados respectivos.



**Figura 16. Capacitación en el campo sobre perforación
Tomado del Departamento de Planeamiento de la unidad minera Carahuacra, Yauli 2019**

Evaluación de la perforación y voladura con el equipo frontonero Boomer S1D. Se realizó el seguimiento del carguío en el frente de la perforación y voladura en la veta Mary tajo 120 E-W del nivel 1300, en coordinación con el Jefe de Zona, donde se pudo encontrar las siguientes observaciones:

- Se encontró agua acumulada al tope, eso indica que se realizó la perforación de taladros sin bomba sumergible, por consiguiente, taladros de arrastre y ayuda de arrastre sin paralelismo, inadecuada distribución de taladros, tapados con detritus.
- Se encontró taladros cortos de 2.5 - 3.0 metros por la condición del terreno se taparon los taladros.
- Se realizó la capacitación en la labor, recomendando a los colaboradores encargado del trabajo de perforación y voladura, a fin de que realicen la distribución de Faneles – Retardos, ante de iniciar el carguío con explosivos.
- El carguío de los taladros de periferia se hizo con cartuchos de Emulnor de 3000.
- En el carguío de taladros se recomendó la utilización de tacos de cartón y aprovechar las cajas de explosivos remanentes en las labores.

- En la siguiente figura se muestra la técnica de carguío de taladros y distribución faneles – retardos.

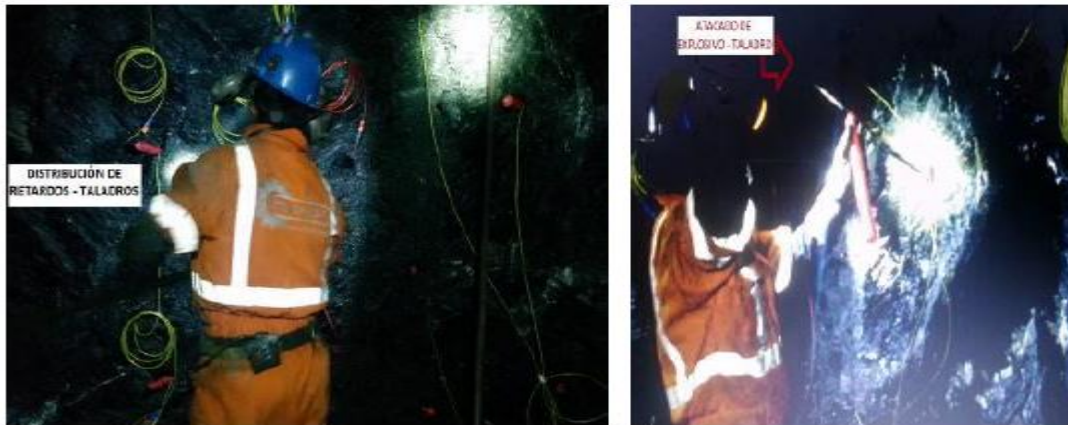


Figura 17. Técnica de carguío de taladros y distribución faneles – retardos Tomado del Departamento de Planeamiento de la unidad minera Carahuacra, Yauli 2019

Control de la salida de explosivos de polvorín auxiliar 500, unidad minera Carahuacra.

Para el tajeo la veta Mary tajo 120 E-W del nivel 1300, se realizaron retiro de la misma forma sin considerar los explosivos remanentes que se dejaron por cada disparo que se realizó varios días anteriores en dicha labor, es decir:

- 50 Kg de Explosivos (02 Caja de 1 ¼ x12” E-3000)
- 20 Faneles PL (Series 04 faneles del mismo número)
- Otros componentes como son: cordón detonante, 02 Carmex y mecha rápida)
- Como se muestra en anexo 3 el vale de salida de explosivo respectivamente

Indicadores de perforación y voladura

- La veta Mary tajo 120 E-W del nivel 1300, durante el carguío se utilizaron lo siguiente:
- 01 caja de Explosivo Emulnor – 25 KG.
- 12 – 14 faneles, promedio de 13 faneles por cada disparo.
- Logrando los siguientes resultados:

A continuación, en la tabla adjunto se detalla los parámetros de diseño de perforación y voladura en *breasting*, para la veta Mary tajo 120 E-W del nivel 1300

Tabla 3. Parámetros de diseño de perforación y voladura en Breasting

ITEMS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN BREASTING					DETALLES CARGUIO										EMULNOR									
Descripción	Veta Mary tajo 120 E-W del nivel 1300				N° FANEL	Periodo Corto	Tiempo Retardo	FANEL Usado	N°	Periodo Largo	Tiempo Retardo	FANEL Usado	Numero Taladros Cargados	N° Retardo	Tiempo Retardo	N° Cartucho Taladro	1 1/4"12 1000	1 1/2"12 1000	1 1/4"12 3000	1 1/2"12 3000	1 1/2"24 3000	TOTAL		
	SECCION DE LABOR	Ancho	3.8	PERL	3.5	M3 ROTO + 10%	# - 1	0%	25									0.265	0.38	0.27	0.39		KG/Frent	
Alto		4.0	PERL	3.5	43.47	# - 2	0%	50																
Equipo de Perforación	JUMBO BOOMER 281					# - 3	0%	75																
Longitud de Barra de perforación	12	Pies				# - 4	0%	100	# - 1	s	0.5	1	# - 2	1.0	9									
Longitud de perforación	11	Pies				# - 5	0%	125	# - 2	s	1.0	2	# - 2	1.0	9									
Diámetro de perforación	51	Mm				# - 6	0%	150	# - 3	s	1.5	3	# - 4	2.0	9									
Diámetro de taladro rimado	0	Mm				# - 7	0%	175	# - 4	s	2.0	4	# - 4	2.0	9									
Eficiencia de perforación	90%	3.0 Mt.				# - 8	0%	200	# - 5	s	2.5	5	# - 4	2.0	8									
N° de Taladros perforados	20	Tal.				# - 9	0%	225	# - 6	s	3.0	2	# - 4	2.0	8									
N° de Taladros cargados	14	Tal.				# - 10	0%	250	# - 7	s	3.5	7	# - 6	3.0	8									
N° Taladros rimados/Alivio	6					# - 11	0%	300	# - 8	s	4.0	2	# - 6	3.0	8									
CLASIFICACIÓN GEOMECANICA	C/Techo					# - 12	0%	350	# - 9	s	4.5	9	# - 8	4.0	8									
Caracterización del Macizo Rocoso RMR	GSI C/Piso					# - 13	0%	400	# - 10	s	5.0	2	# - 8	4.0	8									
Mineralización	Mineral					# - 14	0%	450	# - 11	s	5.6	11	# - 8	4.0	8									
Peso Especifico de Mineral	VETA 658					# - 15	0%	500	# - 12	s	6.2	12	# - 8	4.0	8									
	3.50 Ton.					# - 16	0%	600	# - 13	s	6.8	13	# - 10	5.0	5									
RESULTADOS						# - 17	0%	700	# - 14	s	7.4	14	# - 10	5.0	5									
Avance Por Disparo.	2.80	Mt	86.2%	Eficiencia Disp.		# - 18	0%	800	# - 15	s	8.0													
Ancho de Labor	3.90	Mt				# - 19	0%	900	# - 16	s	8.6													
Altura de Labor	4.50	Mt																						
Toneladas Rotas	103.47	Ton.																						
Factor de Potencia	0.24	Kg/Ton.																						
Factor de Carga Lineal	9.58	Kg/Mt.																						
Sobre excavación M3	45.83	2.16	5%	Sobre-Rotura																				
						Total de Faneles Usados	0	Total de Faneles Usados	12	Numero de Cartuchos Usados	94	94	94	94	0	24.9								

Según los resultados de los indicadores de perforación y voladura, teniendo las siguientes mejoras:

- Se tiene un avance por disparo de 2.60 metros con una eficiencia por disparo de 86.2 %.
- El tonelaje roto por disparo es 103.47 toneladas.
- El factor de potencia es de 0.24 kg/t.
- El factor de carga lineal es de 9.96 kg/m.
- La sobre excavación es de 47.04 m³, vendría hacer el 5% sobre rotura.

Según los resultados de la tabla anterior existe derroche de explosivos en mina, se hizo seguimiento de la perforación y voladura en la veta Mary tajo 120 E-W del nivel 1300, y las demás labores adyacentes en el mismo nivel, encontrándose las siguientes observaciones:

- No se realiza el reporte adecuado de la cantidad de explosivo utilizado por cada disparo que se realiza.
- Se deja remanente de explosivos y accesorios en la Bodega del Nivel 1380, sin considerar las medidas preventivas, al ser almacenados en un solo lugar.
- No existe coordinaciones efectivas entre los supervisores y jefe de guardias para utilizar los explosivos remanentes y mejorar el retiro de explosivos del polvorín, convirtiéndose esto en un derroche e incremento en los indicadores que se realizan a través de los vales de salida de los polvorines.

2.3.4 Control de la perforación y voladura en la estabilidad del macizo rocoso

Se deben considerar las ideas adjuntas para controlar la penetración y el impacto, y la resistencia del macizo rocoso.

- **Las vibraciones**

Son un fenómeno de la transmisión de energía que se refleja en la propagación del desarrollo de una onda a través de cualquier medio. La explosión de un inestable contenido en un taladro crea momentáneamente un enorme volumen de gases a altas temperaturas (3500 ° K) y altos factores de presión (150 000 atm). (8)

La aplicación instantánea de estas presiones muy elevadas en las paredes del taladro simula un choque o golpe brusco, provocando en cada punto del macizo deformaciones axiales y tangenciales en diferentes direcciones, produciendo la rotura del macizo en sus proximidades. (8)

Como es de esperarse, el explosivo trabaja con una determinada eficiencia, lo cual indica que no el total de la energía explosiva es usada para provocar fragmentación, sino que un porcentaje de la misma es liberado en el ambiente propagándose hacia la masa rocosa, la napa freática y el aire; desplazándose a diferentes velocidades. La amplitud del movimiento ondulatorio se reduce a medida que dicho movimiento se aleja del punto principal de detonación. (8)

- **Los tipos de ondas**

Con respecto a las ondas producidas en las vibraciones, se dice que la maravilla de las vibraciones a causa del impacto de los disparos intenta ser retratada por algunas condiciones de estilo antiguo de las ondas versátiles, sin embargo, a pesar de que hasta la fecha es el modelo mejorado más apropiado para la investigación de esta maravilla, estas estimaciones no son absolutamente sólidas a causa de cuestiones específicas como el debilitamiento, la dispersión, la superposición y el cambio de frecuencia que suelen aparecer. (8)

Esencialmente, podemos aislar los tipos de ondas versátiles en dos agrupaciones. Las ondas interiores, que proliferan en el interior del macizo. Dentro de esta agrupación encontramos las ondas longitudinales, compresivas o principales P, que provocan la oscilación de las partículas de forma similar a la propagación de la onda; y las ondas transversales, de cizalla o auxiliares S, que se presentan provocando la oscilación de las partículas de forma transversal al sentido de la proliferación de la onda. Las ondas superficiales, comunicadas exclusivamente por el exterior del macizo. (8)

Dentro de esta reunión tenemos las ondas Rayleigh (R), que inician movimientos circulares en el plano donde proliferan y tienen el impacto de la presión, la dilatación y el cizallamiento; y las ondas Love (L), su velocidad es muy parecida a la de las

ondas R y similarmente inician movimientos curvos. Los frentes de cada una de las ondas tienen una forma alternativa, las ondas P se propagan por pisadas y compresiones progresivas del medio, y en este momento llegan a una superficie libre o cambian el medio donde se encontraban, afectadas por esta rotura, pasan por la maravilla de la reflexión y refracción iniciando las ondas S. (8)

En las interfaces del suelo, las ondas de volumen provocan ondas de superficie, que se generan en ese límite. Así, estas ondas superficiales tienen dos inicios, la explosión del propio peligro y el rebote de las ondas interiores al incidir en un nivel superficial. Un principio normal para las ondas superficiales es que tienen frecuencias más bajas que las ondas de volumen, siendo la onda R la más reconocida y con la energía más elevada enviada, por lo que es todo menos una amenaza más seria para los diseños. (8)

- **Velocidad de partícula**

Comparable a la velocidad de la molécula, llamada también velocidad de la molécula superior, es importante comprender que existe un desprendimiento entre las ideas de engendramiento (velocidad con la que la vibración prolifera a través de un medio) y de velocidad de la molécula (aquella comparativa con los movimientos experimentados por la molécula, vigorizada por la entrada de la onda de energía vibracional). (8)

La figura adjunta muestra de forma inequívoca la distinción entre los significados de proliferación y de partícula. (8)

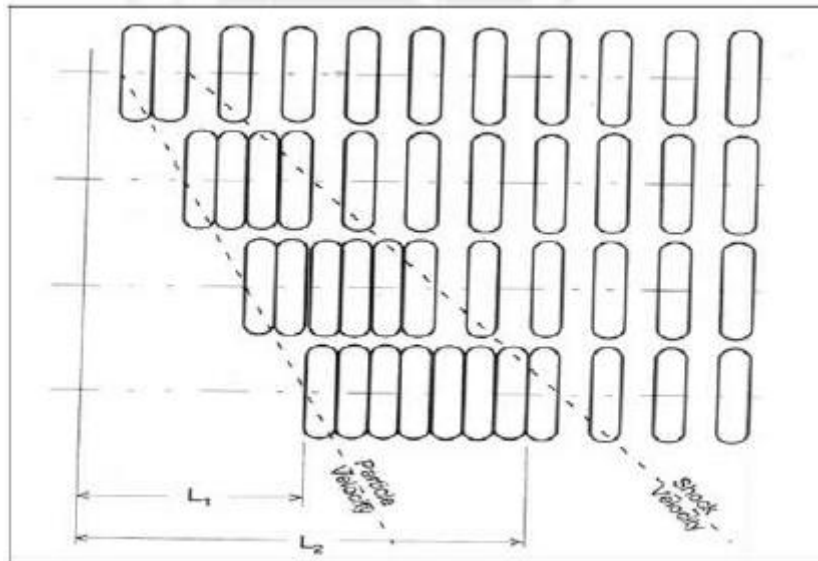


Figura 18. Análisis de la velocidad de partícula y la velocidad de propagación
 Tomado de Orihuela, Stefane y otros: *Diseño de un Modelo Predictivo a partir de un estudio de vibraciones en una voladura en una mina modelo (8)*

- **Fracturamiento**

Los fragmentos entregados por voladura no deben ser exclusivamente sensibles por los equipos de carguio, sino que también deben pasar efectivamente por las aberturas de las trituradoras esenciales. Además, el nivel de discontinuidad influye totalmente en los costes de desenterramiento. (8)

En consecuencia, la expectativa de la fragmentación es un procedimiento significativo que hay que aprender. Es importante recordar que el estado general de los fragmentos y su distribución de tamaño están limitados por tres factores: La medida de los explosivos y su agrupación de introducción, su circulación dentro de la masa de piedra y la construcción de la piedra (juntas, roturas y planos de estratificación). (8)

En este trabajo se aclara inicialmente el sistema de agrietamiento alrededor de una abertura de perforación, luego se examina el impacto de las superficies libres en la interacción de la discontinuidad; y posteriormente se describe cómo la construcción de juntas y huecos en la piedra impactan en el ciclo. (8)

Por último, conociendo lo anterior y comprendiendo que la velocidad pico de la partícula, nos permite anticipar el daño que puede ocurrir en cualquier diseño, utilizando el espesor de la carga directa, evaluamos el valor de la velocidad pico de la partícula en cualquier momento lejos de la carga táctil, y después podemos prever el nivel de discontinuidad a través de una capacidad exagerada. En el caso contrario, esta norma equivalente puede resumirse en un modelo numérico en el que se determinan las ansiedades producidas por las ondas en la piedra y se puede prever la fractura que se producirá. (8)

- **Mecanismos de fracturamiento**

En el momento de la explosión de una carga peligrosa, es detonada la velocidad de detonación, oscila entre 3000 y 6000 m/s, dependiendo del tipo de inestabilidad y de la anchura de la carga. En la parte delantera de la onda de explosión, el factor de presión varía entre 0,5 y 20 GPa. o, de nuevo, entre 5 y 10 GPa. para un taladro acusado de un inestable alto. (8)

La explosión de una carga peligrosa en el interior de un orificio de perforación crea una onda de choque que se desplaza radialmente hacia el exterior de la carga y alcanza alrededor del 66 % de la distancia hasta las superficies libres antes de empezar a producir roturas exteriores calculables. Esta onda se refleja entonces en las superficies libres como una onda de presión. La deformación cerca de la perforación es al principio plástica, y luego, en ese punto, seguida de rotura; la asociación entre el entramado de grietas en espiral en crecimiento y la onda de presión reflejada da una mayor velocidad de propagación a aquellas grietas que se corresponden con el frente de la onda de presión. En la siguiente figura se muestra la Interacción entre la onda reflejada y el sistema de fracturamiento en crecimiento.

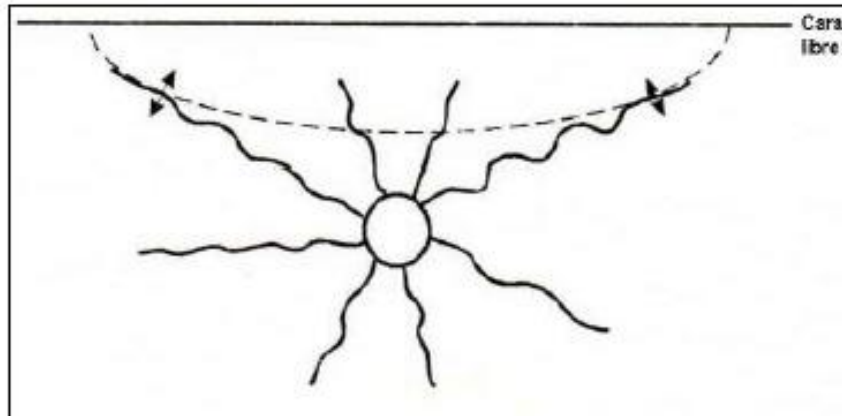


Figura 19. Interacción entre la onda reflejada y el sistema de fracturamiento en crecimiento

Tomado de Orihuela, Stefane y otros: Diseño de un Modelo Predictivo a partir de un estudio de vibraciones en una voladura en una mina modelo (8)

Como puede verse, la presencia de una superficie libre altera las últimas fases del engendramiento de la ruptura. Posteriormente, el factor matemático más importante en la interacción de la discontinuidad es la presencia de caras libres (superficies libres). (8)

La presión del gas procedente de una carga explosiva en un pozo ampliará la perforación, pero no se tratará de una fractura genuina y el desarrollo de la roca será leve además de en una anchura de la perforación. La discontinuidad genuina es el resultado de un desarrollo de gran alcance de la piedra al ser lanzada más allá de las caras libres. (8)

Además, es importante demostrar que las redes de perforación y disparo con grandes valores en la relación espaciamento/burden (de 4:1 a 8:1), provocan una gran discontinuidad en el impacto del asiento de enorme alcance. En general, en la industria minera nacional, se utiliza hasta una proporción de peso/separación. (8)

- **Ondas de esfuerzo en la roca**

Con respecto a las ondas en las rocas, se dice que la onda de choque creada por la explosión de una carga inestable es al principio sólida, y luego, en ese momento, se convierte en ondas de presión en la piedra circundante.

A medida que la onda se desplaza radialmente hacia fuera del pozo, la abundancia (presión) disminuye y la onda se vuelve compresiva y flexible (onda P). Las ondas S y las ondas R de Rayleigh están enmarcadas por la asociación de la onda P con la superficie libre, como se muestra en la siguiente figura. (Pearson y Holmbeg, 1989).

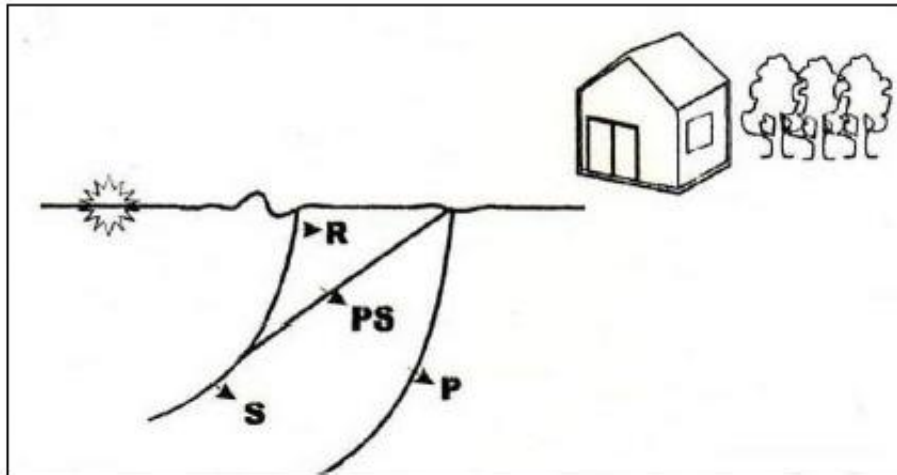


Figura 20. Ondas de esfuerzo en regiones lejanas de la detonación de una carga explosiva Tomado de Orihuela, Stefane y otros: Diseño de un Modelo Predictivo a partir de un estudio de vibraciones en una voladura en una mina modelo (8)

Cuando se quiere evaluar la fuerza de las ondas en una región distinta de la carga detonante, es valioso utilizar la velocidad pico de la partícula como una medida. Por esta razón, se considera que la velocidad pico de la partícula cumple la condición adjunta:

$$v = K \frac{W^\alpha}{R^\beta} \quad (1)$$

Donde W es el peso de la carga en kg; R es la distancia en metros; y k, α y β son constantes. k se comunica en m/s. Las ondas de esfuerzo se mueven a distintas velocidades $CP \approx 5000$ m/s, $CS \approx 3000$ m/s, $CR \approx 2500$ m/s. Dependiendo del tipo de onda, podemos obtener un indicador del esfuerzo (σ) o de la deformación (ϵ) en las rocas con la con la relación siguiente:

$$\epsilon = \frac{\sigma}{E} \approx \frac{v}{C} \quad (2)$$

Donde σ y E en GPa.

- **Daño de la vibración**

La rigidez a través de una articulación es la más frágil en la resistencia general de una masa de piedra. La onda de presión producida por la explosión provoca desfiguraciones transitorias en la masa de piedra, siendo una pieza de estas desfiguraciones elásticas, y suceden en las juntas provocando la rotura de las mismas incluso en ansiedades flexibles no exactamente la rigidez del material pétreo que engloba las juntas.

Debido a la brevedad de la presión, la grieta se abre un par de micras. No obstante, el daño es irreversible y el resultado es un ligero barrido e incluye una menor resistencia de la masa de piedra. Cuanto mayor sea la potencia de la onda de presión, más prominente será el borrado y la pérdida de solidaridad.

En cada macizo rocoso hay convergencias de juntas de diversas calidades, como se puede apreciar en la siguiente figura; el tamaño de la pila influye en el daño a la piedra y en la apropiación del tamaño de las piezas. Cerca de la pila, el mayor daño a las juntas provoca una división total de las secciones de la piedra a lo largo de las superficies de los planos de convergencia de las juntas. En un lugar intermedio, los dos planos articulares más vulnerables quedarán aislados. A una distancia más prominente, sólo se dañará la más frágil de las articulaciones. Fuera del enorme círculo no se producirá ningún daño. Por lo tanto, podemos ver cómo la construcción de las articulaciones, el tamaño de la pila, y la división de la y la división de las aberturas tendrán un impacto en la forma y el tamaño de las secciones en el impacto. Está claro que las aberturas de mayor anchura causarán más daño que las de anchura más modesta.

Excesivamente cerca del montón las ansiedades son altas para causar la rotura y el aplastamiento del material de piedra homogéneo entre las juntas. En cualquier caso, en la mayoría de las rocas hábiles, esto influye en una parte excepcionalmente pequeña del volumen de piedra dividido. El grado de tensión se ve afectado por la presencia de superficies libres cercanas, por el diseño de las juntas, las roturas abiertas o las juntas cargadas de material delicado. Asimismo, el agrietamiento se produce a lo largo de las juntas en lugar de a lo largo de los cojinetes de la presión

de cizallamiento más extrema a la luz del hecho de que las juntas son más frágiles que la piedra fuerte entre las juntas.

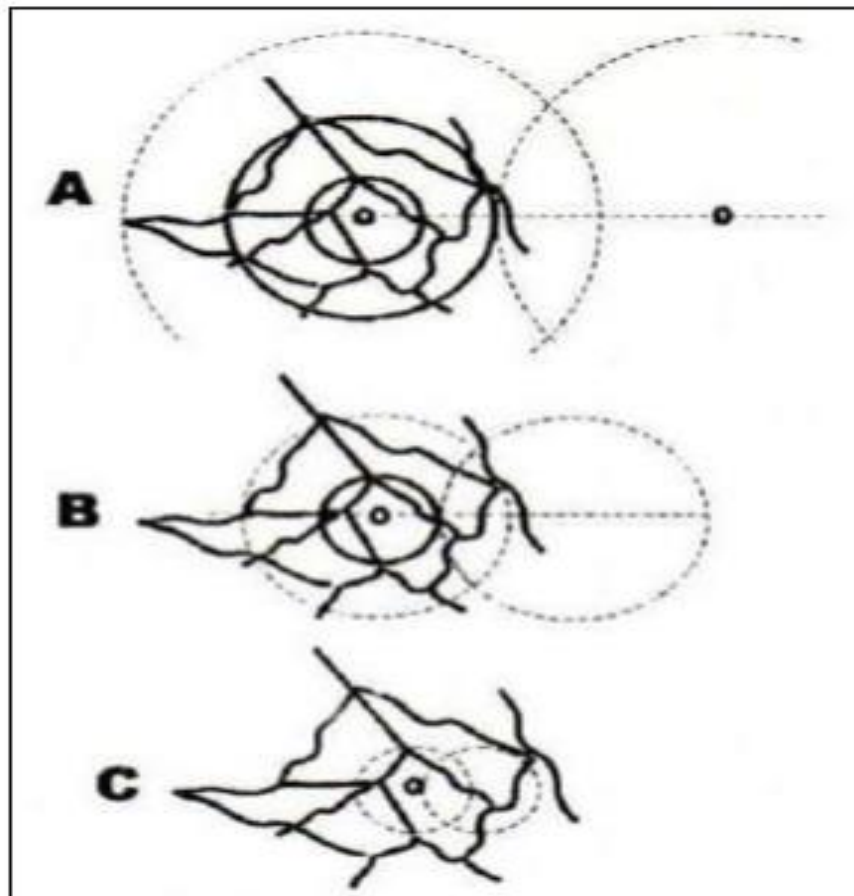


Figura 21. Esquema de la influencia del tamaño de la carga en la fragmentación de las rocas con sistemas de fracturas

Tomado de Orihuela, Stefane y otros: Diseño de un Modelo Predictivo a partir de un estudio de vibraciones en una voladura en una mina modelo (8)

Cuando las construcciones son dañadas por las vibraciones de la voladura, esto usualmente se debe a la onda Rayleigh, la onda mayor de la superficie libre, que causa las más grandes deformaciones y desplazamientos. Cuanto mayor es el peso W de la carga y la distancia R desde la carga es más corta, más grande es el desplazamiento de la vibración, la velocidad de partícula y la aceleración de partícula en esta onda de superficie.

En el control de vibraciones en construcciones un valor de $v = 50$ mm/s es un límite seguro, debajo de este valor no ocurrirá daño a una estructura residencial edificada en roca sólida. La deformación impuesta sobre una estructura se puede calcular tomando en cuenta la velocidad pico partícula la velocidad de cualquier onda:

$$\varepsilon = \frac{v}{C} \quad (2a)$$

En el momento en que los desarrollos se ven perjudicados por las vibraciones de impacto, esto se debe típicamente a la onda Rayleigh, la mayor onda superficial libre, que provoca las mayores deformidades y reubicaciones. Cuanto más prominente es el peso W de la carga y más limitada la distancia R de la carga, mayor es la reubicación de la vibración, la velocidad de la molécula y el aumento de la velocidad de la molécula en esta onda superficial.

En el control de las vibraciones de desarrollo, un valor de $v = 50$ mm/s es un límite seguro, por debajo de este valor no se producirá ningún daño en un diseño privado basado en una piedra fuerte. La deformación forzada en una construcción puede determinarse teniendo en cuenta la velocidad de la molécula del pináculo y la velocidad de cualquier onda en el diseño.

En este sentido, si la velocidad de las olas es baja, lo más posible es igualmente baja. Para un tipo de desarrollo similar al anterior, sobre tierra húmeda o arena, el valor de límite puede ser de 12,5 mm/s. Una urbanización de acero sobre piedra dura y resistente puede resistir vibraciones de amplitudes de hasta 200 mm/s sin sufrir daños.

De lo anterior se deduce que el daño por vibración a la masa rocosa que engloba una carga peligrosa ocurre de forma similar, aunque el valor de corte de la velocidad de vibración para el daño calculable es alto. Se crea un potente campo de presión a causa de la carga explosiva, y sus desplazamientos de ayuda se producen principalmente hacia la superficie libre. Por lo tanto, la utilización de la velocidad pico de la partícula (PPV).

Con los encuentros conseguidos, las vibraciones del suelo de la pareja y el daño de la roca en la voladura es factible anticipar no sólo el daño a la piedra en una separación lejana de la carga de explosión, pero además el nivel de fractura. Esto se

termina evaluando la velocidad de pico de la partícula en una zona cercana a una carga larga considerando el impacto de las superficies libres. A continuación, se utilizan los extremos de esa velocidad para calibrar las ansiedades.

- **Estimación de la velocidad pico partícula de la vibración en regiones cercanas a una carga explosiva**

En la siguiente figura se muestra la Integración de la onda de superficie en una región. Se asume que se tiene un taladro con una carga larga de longitud H y con densidad de carga lineal L . Para determinar el esfuerzo resultante en un punto P a una distancia perpendicular r desde el eje de la carga, también se asume que, en cualquier punto distante de la carga, la velocidad pico partícula de la vibración resultante de la detonación de cada parte de la carga es positivo y se considera que la velocidad pico partícula de la vibración es representativa del esfuerzo causado por la vibración.

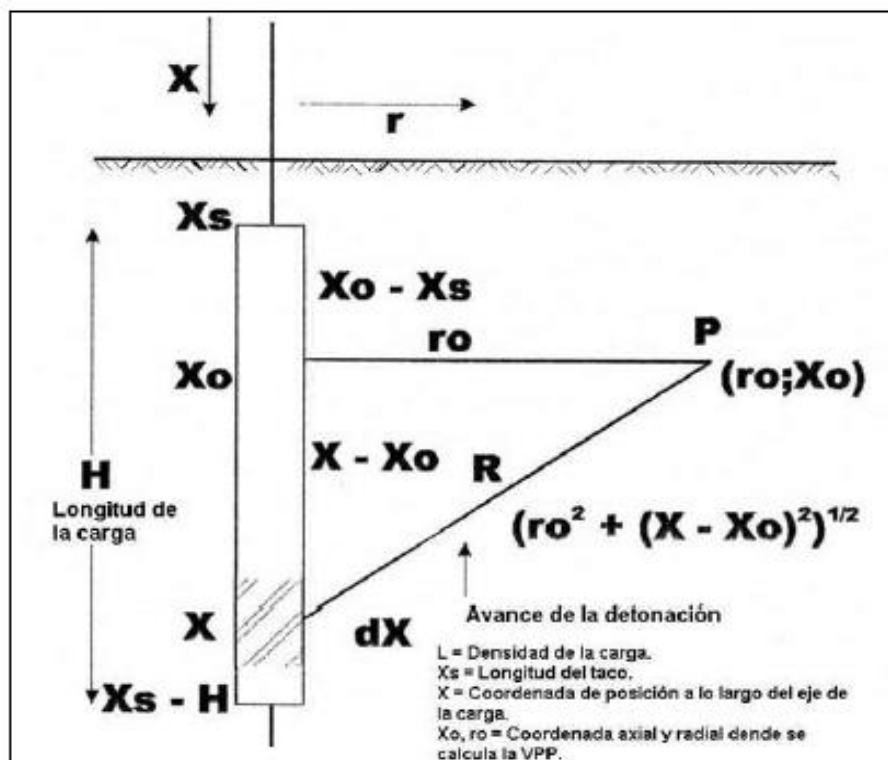


Figura 22. Integración de la onda de superficie en una región cercana a una carga cilíndrica Tomado de Orihuela, Stefane y otros: Diseño de un Modelo Predictivo a partir de un estudio de vibraciones en una voladura en una mina modelo (8)

La ecuación 1, que se repite como ecuación 3, nos permite representar, por regla general, cómo el valor máximo de la velocidad de partícula de vibración de la onda Rayleigh depende de la pesadez de la carga explosiva (W) y de la distancia (R)

$$v = K \frac{W^\alpha}{R^\beta}$$

Donde W es el peso de la carga, R es la distancia; y k, α y β son constantes. Las cualidades consideradas para la roca dura son: k=0,7 m/s, α=0,7 y β=1,5. En el caso de que W se estime en kg, R en m y v en m/s. La condición es legítima para las cargas concentradas cuyas longitudes son poco contrastadas con la distancia R. Holmberg y Persson (1978) utilizaron la condición 3 para inferir una articulación para decidir el valor del máximo de la velocidad de vibración en la roca casi una carga explosiva extendida. Considerando la intensidad de vibración w, se deduce que:

$$w = K \left[\frac{l}{r_o} \right]^\alpha \left[\arctan \left(\frac{H+x_s-x_o}{r_o} \right) + \arctan \left(\frac{x_s-x_o}{r_o} \right) \right]^\alpha \quad (10)$$

Es necesario recordar que:

l : Densidad de carga lineal (peso de la carga/longitud unitaria de la carga)

H: Longitud de la carga

x_s : Longitud del taco;

x : Coordenada de posición a lo largo del eje de la carga

x_o, r_o : Coordenadas axial y radial del punto donde la vibración es observada.

La figura muestra dos diagramas derivadas de la ecuación 10 que da la velocidad pico de la vibración como una función de la distancia perpendicular desde la carga, con la densidad de carga lineal como un parámetro. (8)

En la figura se muestra dos gráficos obtenidos a partir de la ecuación 10, que da la velocidad de vibración pico de la vibración como un elemento de la separación opuesta de la carga, con el espesor de la carga directa como un límite, es ordinaria para el impacto del asiento con una distancia enorme a través de las aberturas, y la para la excavación con aberturas de poca anchura. (8)

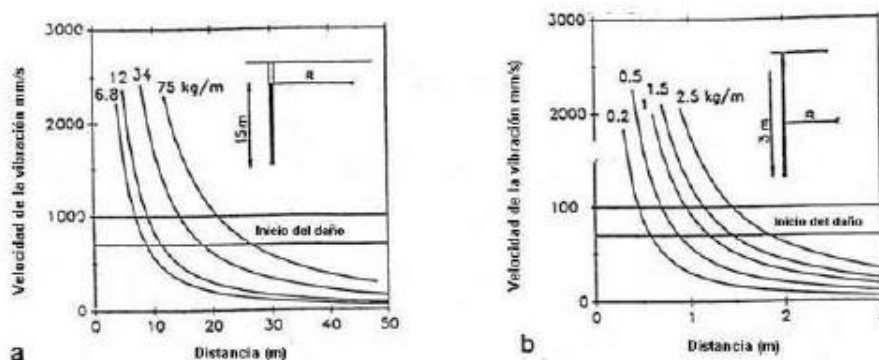


Figura 23. Velocidad pico de la vibración calculada
Tomado de Orihuela, Stefane y otros: Diseño de un Modelo Predictivo a partir de un estudio de vibraciones en una voladura en una mina modelo (8)

La velocidad máxima de vibración determinada como componente de la distancia, a) a una carga de 15 m de longitud y enorme anchura, y b) al punto focal de una carga de 3 m de longitud y poca anchura, con la fijación de la carga como límite. El estado de la carga es regular para el impacto del asiento con aberturas de enorme anchura. (8)

La velocidad de vibración máxima de estas estimaciones se ha utilizado de forma aceptable como proporción del daño por exceso de piedra.

Se descubrió que los excesos de 0,7 a 1 m/s son característicos de una primera señal de daño por vibración en la apariencia de la piedra dura y fuerte, un ligero borrado del desprendimiento de la junta actual, y la disposición de nuevas roturas pequeñas. (8)

- **Leyes nacionales**

Se tiene el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional aprobado con el D.S. 024-EM-2016 con su modificatoria D.S.023-EM-2017. (9)

- **Sismógrafos**

El sismógrafo es un instrumento para medir terremotos o temblores provocados por los movimientos de las placas tectónicas o litosféricas. Cuando ocurre un temblor son capaces de registrar las ondas S y las P. (8)

CAPÍTULO III

MÉTODO DE DESARROLLO DEL PROYECTO

3.1. Método y alcances de la investigación

3.1.1 Métodos de la investigación

A. Método general

En forma general se empleará el método científico, porque se construye a base de datos empíricos *in situ* en las operaciones de voladura para la optimización de la voladura de tajeos y frentes usando explosivo Emulnor 3000 y 1000 en la unidad minera Carahuacra.

B. Método específico

El método específico a emplear es el método experimental inductivo – deductivo. Se deduce tras la optimización de la voladura de tajeos y frentes usando explosivo Emulnor 3000 y 1000 a fin de aumentar el avance lineal en la unidad minera Carahuacra.

El método analítico porque al optimizar la voladura de tajeos y frentes usando explosivo Emulnor 3000 y 1000 se tendrá resultados en el control de la energía necesaria para la fragmentación de la roca, ya que se va distribuir de manera eficaz tanto el Emulnor 3000 y 1000 dependiendo la distribución de taladro del diseño de malla en la unidad minera Carahuacra.

3.1.2 Alcances de la investigación

A. Tipo de investigación

La investigación es de diseño no experimental, porque el objetivo de la investigación es determinar la optimización de la voladura de tajeos y frentes usando explosivo Emulnor 3000 y 1000 para aumentar el avance lineal en la unidad minera Carahuacra.

B. Nivel de investigación

Descriptivo, porque trata de explicar de qué manera la optimización de la voladura de tajeos y frentes usando explosivo Emulnor 3000 y 1000 para aumentar el avance lineal en la unidad minera Carahuacra.

3.2. Diseño de la investigación

El diseño de la investigación, es experimental

3.3. Población y muestra

3.3.1 Población

Todos los tajeos y frentes de avance en la preparación y explotación de la unidad minera Carahuacra.

3.3.2 Muestra

El tajeo y frente de avance de la veta Mary tajo 120 E-W del nivel 1300 de la unidad minera Carahuacra.

3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4.1 Técnicas utilizadas en la recolección de datos

En la presente investigación se realizará la recolección de datos en campo *in situ* mediante la técnica observacional y procesamiento de datos pasados y actuales en la operación de perforación y voladura.

Para la recolección de datos de perforación y voladura, informes diarios, informes mensuales y anuales, se usó tesis, libros, catálogos del equipo de perforación y laptop para el procesamiento de los datos.

3.4.2 Instrumentos utilizados en la recolección de datos

Para la investigación se utilizará como instrumento de campo: cuaderno de notas, planos, reporte de operaciones de perforación y voladura de la unidad minera Carahuacra.

3.4.3 Metodología de trabajo

Para lograr los objetivos planteados se propone la siguiente metodología de trabajo:

- Diseño y control de secuencia de salida utilizando técnicas operativas y de simulación para el control de la estabilidad del macizo rocoso.
- Implementar alternativas de diseño de carga de columna de acuerdo a los productos propuestos.
- Seguimiento y control de procesos de voladura en el minado corte y relleno en *Breasting* y encontrar oportunidades de mejora – ciclo de mejora continua en procesos operativos.
- Diseño de malla de perforación en función a la caracterización geomecánica del macizo rocoso (GSI).
- Estandarización de mallas de perforación en minado con *Breasting*.
- Capacitaciones en factor de carga, factor de potencia, técnica de voladura, reducción de carga operante, y uso adecuado de explosivos y accesorios de voladura en los procesos de voladura.
- Monitoreo de vibraciones VOD, con la finalidad de minimizar la vibración del macizo rocoso.
- Optimizar los procesos operativos en base a los indicadores obtenidos en el campo.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Evaluación de la optimización de la voladura de tajeos y frentes usando explosivo Emulnor para aumentar el avance lineal, unidad minera Carahuacra

4.1.1 Evaluación de la optimización de la voladura de tajeos

Se realiza el análisis geomecánico detallado de la veta ML como alternativa para realizar la explotación mecanizada por taladros largos desde la veta Mary tajo 120 E-W del nivel 1300 hacia los niveles inferiores; realizando subniveles separadas por alturas determinadas; las misma que es la razón de nuestro estudio Geomecánico.

4.1.1.1. Metodología de análisis

Este análisis se efectuó utilizando el modelamiento numérico para determinar la altura de banqueo o llamado también Pilar Techo de nuestros subniveles; cuya finalidad de este método de minado es optimizar nuestra producción, minimizando los riesgos, por la exposición del personal y equipos.

Además, como criterio general de diseño se ha establecido como condición de aceptabilidad, que el Factor de Seguridad (FS) sea igual o superior a 1.3 en las labores de desarrollo y preparación y 1.2 en las labores de explotación.

4.1.1.2. Parámetros geomecánicos para el análisis

- **Clasificación geomecánica del macizo rocoso.**

Para la clasificación del macizo rocoso se usó la clasificación geomecánica "GSI" (*Índice de Resistencia Geológica*), también se empleó la clasificación geomecánica RMR del 89 (*Rock Mass Rating*).

Se realizaron las zonificaciones geomecánicas tanto de la veta como de las encajonantes (*ver Plano Geomecánica del Anexo*), los mismos que se detallan a continuación:

- **Veta Mary presenta lo siguiente:**

- ✓ Condición estructural: presenta desde Fracturado: F (6 a 12 fracturas) y también Muy Fracturado: MF (12 a 20 fracturas por metro lineal).
- ✓ Condición superficial: en cuanto a dureza presenta de Regular a Pobre (R a P), esta condición superficial de la parte mineralizada es similar a las encajonantes.

- **Caja techo y caja piso:**

- ✓ Condición estructural: presentan de Fracturado F:(6 a 12 fracturas por ml) a Muy Fracturado MF:(12 a 20 fracturas por ml), en esta valoración están considerados los planos de debilidad (fracturas <1mm rellenas con mineral sin aperturas), las cuales por efectos de la voladura en la excavación tienden a activarse formando lajamientos (spalling) en las encajonantes.
- ✓ Condición superficial: como matriz rocosa ofrece una resistencia de Regular a Pobre y en tramos puntuales presenta una condición superficial buena, R a P:(son rugosas y tienen una resistencia compresiva de 85 a 100 Mpa).
- ✓ Adicionando a estas condiciones presentan formación de cuñas por tener orientación perpendicular a la veta. Como tipo de terreno se determina de la siguiente manera: F/P, MF/R, F/R; con un RMR= 45 a 50.

Tabla 4. Criterio para la clasificación de la masa rocosa

Tipo de Roca	Rango RMR	Calidad Según RMR
II	> 60	Buena
IIIA	50 - 60	Regula A
IIIB	41 - 50	Regula B
IVA	31 - 41	Mala A
IVB	21 - 30	Mala B
V	< 21	Muy Mala

Tabla 5. Resumen de calidad RMR del macizo rocoso – Veta Mary

Litología	Rango RMR	RMR Promedio	Calidad
Veta	40 - 48	44	Regular B
Caja Techo	45 - 50	48	Regular B
Caja Piso	45 - 50	48	Regular B

- **Resistencia de la roca intacta.**

Para determinar las propiedades de la roca intacta se enviaron muestras de rocas en forma de bloques para sus respectivos ensayos en el laboratorio de mecánica de rocas de la universidad Ingeniería del Perú, según las normas ya establecidas; cuyos resultados fueron alimentados al modelamiento numérico del Phase2.

ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM C 97 – 02.

Los resultados son los siguientes:

Muestra	Sub-muestra	Peso saturado (gr)	Peso suspendido (gr)	Peso seco (gr)	Densidad Seca (gr/cm ³)	Densidad Saturada (gr/cm ³)	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)
Caja Piso	A	231.31	145.70	228.32	2.667	2.702	3.493	1.310
	B	227.19	143.22	224.98	2.679	2.706	2.632	0.982
	C	126.15	79.35	124.82	2.667	2.696	2.842	1.066
	D	147.45	92.99	146.08	2.682	2.707	2.516	0.938
	E	110.57	69.33	109.26	2.649	2.681	3.177	1.199
				Promedio	2.669	2.698	2.932	1.099
Caja Techo	A	250.84	168.44	247.81	3.007	3.044	3.677	1.223
	B	251.00	163.31	248.40	2.833	2.862	2.965	1.047
	C	222.52	150.04	221.13	3.051	3.070	1.918	0.629
	D	111.85	73.40	110.38	2.871	2.909	3.823	1.332
	E	146.66	97.58	145.59	2.966	2.988	2.180	0.735
				Promedio	2.946	2.975	2.913	0.993

Figura 24. Ensayos de propiedades físicas – Veta Mary

ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL

Se han ensayado 3 testigos por cada muestra entregada. Los ensayos se realizaron según la norma ASTM 2664-95.

A continuación se presentan los resultados obtenidos:

Muestra	Probeta	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Carga	σ_{1max} (MPa)	σ_3 (MPa)	Angulo de Fricción interno (°)	Cohesión (MPa)	m_i
Caja Piso	A	5.51	11.38	19200.00	78.96	1.00	52	13.07	21.19
	B	5.51	11.16	27200.00	111.87	3.00			
	C	5.51	11.13	27400.00	112.69	5.00			
Caja Techo	A	5.51	11.19	39400.00	162.04	2.00	62.53	10.60	48.78
	B	5.51	11.12	33000.00	135.72	4.00			
	C	5.51	11.09	48200.00	198.23	6.00			
	D	5.51	11.11	25800.00	106.11	0.75			
Mineral	A	4.24	9.00	19600.00	136.13	1.50	73.37	5.59	49.99
	B	4.24	7.98	33800.00	233.00	3.00			
	C	4.24	8.35	50800.00	352.17	6.00			

Figura 25. Ensayos de compresión triaxial – Veta Mary

• **Resistencia del macizo rocoso**

Para estimar los parámetros de resistencia del macizo rocoso se utilizó el criterio de falla de Hoek & Brown, con el programa ROCLAB de Rocscience. Para ello se tomaron los valores más representativos de calidad de la roca intacta, así como también la resistencia compresiva uniaxial y la constante “mi” de la roca intacta, obtenidas en los ensayos de laboratorio.

Para nuestro propósito se realizó el análisis en tres secciones transversales a lo largo de la veta Mary tajo 120 E-W del nivel 1300, los cuales se consideraron en los puntos de mayor plastificación y condiciones geomecánicas de menor valoración, las mismas que se muestran en la siguiente figura, tomando los proyectos de preparación en torno a dicha veta, se hizo el análisis en las siguientes secciones.

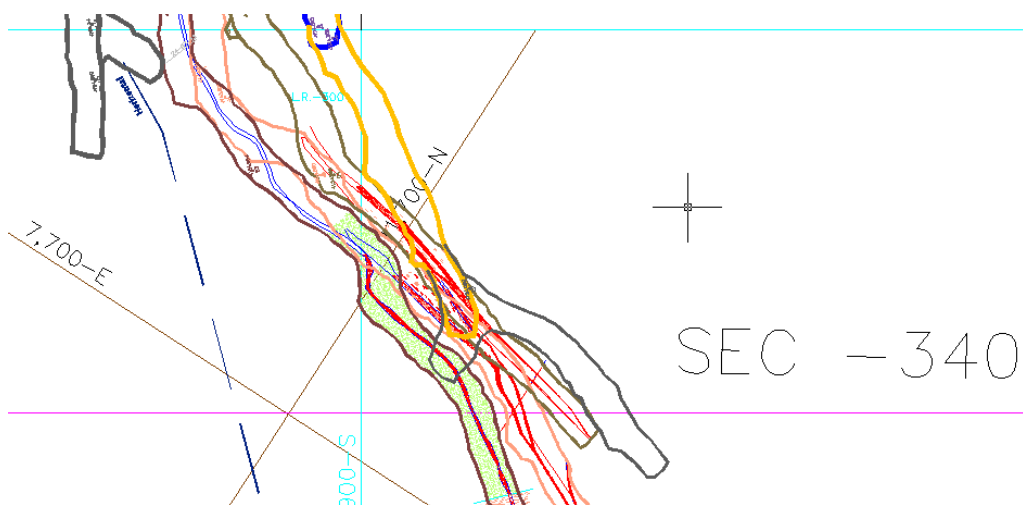


Figura 26. Puntos de mayor plastificación y condiciones geomecánica de menor valoración

- **Esfuerzos *in situ* del macizo rocoso**

La profundidad promedio de la zona de minado ubicado en la parte central de la veta es de alrededor de 450 m con referencia a la zona de estudio.

Se ha estimado el esfuerzo vertical a partir del criterio de carga litostática; según este criterio, el esfuerzo vertical *in situ* resulta aproximadamente de 15 a 17 MPa. Asimismo, es importante indicar que la constante “k” (*relación de los esfuerzos horizontal - vertical*), se determinó mediante el ábaco de monitoreos de esfuerzos, del cual se consideró los resultados obtenidos, por ser estos más próximos y con condiciones geomecánicas similares a la zona en estudio, obteniendo el valor de la constante $k = 1.2$

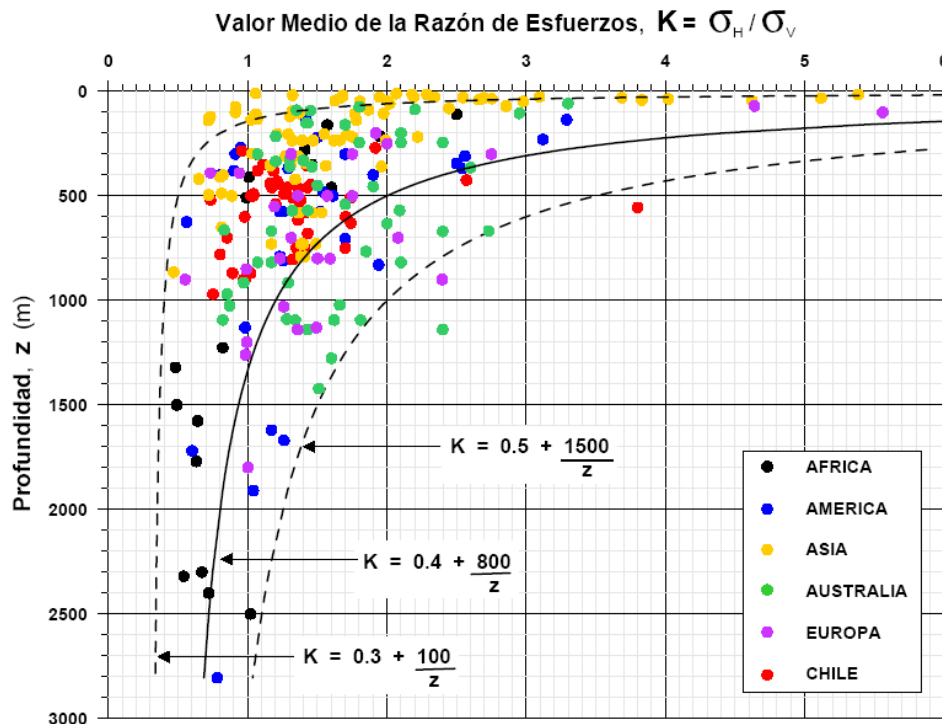


Figura 27. Abaco de instrumentación geotécnica en el cual se observa la relación entre los esfuerzos horizontal y vertical

- **Resultados en el análisis del estado tensional del macizo rocoso (veta Mary)**

Análisis e interpretación de la sección: en la simulación de la sección indicada se muestra el comportamiento del esfuerzo principal antes de iniciado la explotación en el cual se observa que éste varía de 5 a 6 MPa

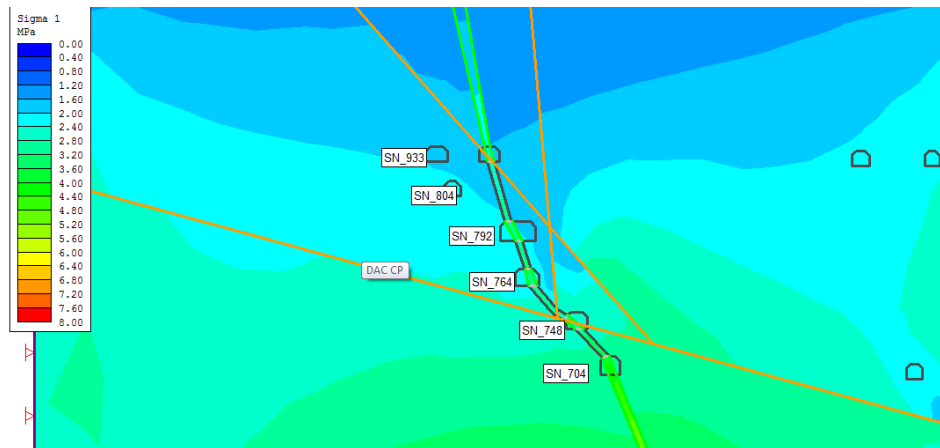


Figura 28. comportamiento de los esfuerzos principales con altura de bancos de 8m en la sección -340

En la siguiente figura se muestra los factores de resistencia que ofrece el terreno como respuesta a la excavación realizada en la última fase de explotación en el nivel 970, con alturas de banco de 8 m, el cual se observa que tiene un valor de 1.26 a 1.5, garantizando de esta manera la estabilidad de dicha excavación.

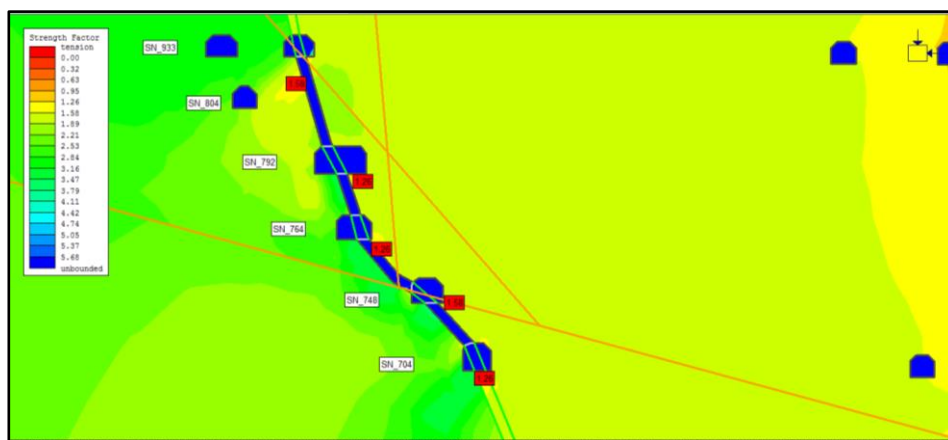


Figura 29. Factor de seguridad para la explotación con altura de bancos de 8m en la sección -340

En la siguiente figura se muestra las deformaciones que experimentará el terreno una vez finalizado la explotación, en la cual se observa que la mayor deformación será de 5.0 cm con un factor de seguridad de 1.26 a 1.5, de acuerdo a la figura anterior.

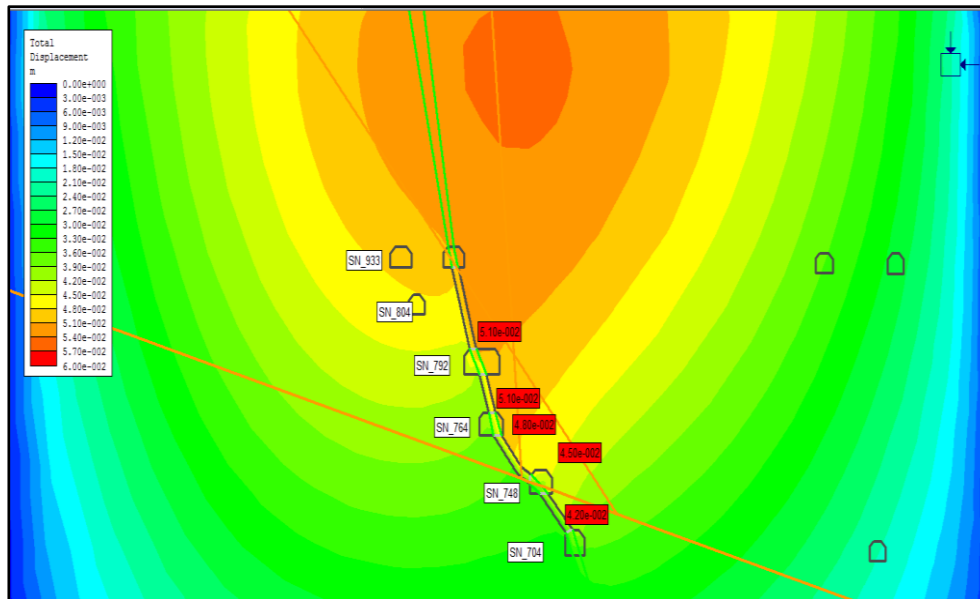


Figura 30. Deformación que experimentará el terreno al finalizado el minado con altura de bancos de 8m en la sección -340

Interpretación:

A consideración de los interesados es importante tener en cuenta que los resultados obtenidos en un modelamiento son para tratar de explicar las posibles ocurrencias de la naturaleza antes y después del proceso geológico. Asimismo, el modelo numérico bidimensional, requiere una adecuada interpretación ya que este tipo de análisis siempre supone que las excavaciones en la tercera dimensión (dirección ortogonal a las dos dimensiones del análisis) son formalmente “infinitas”. Por tanto, tales resultados no dan cuenta estrictamente exacta del comportamiento de una excavación, cuya mayor dimensión es finita, y ocurre en esa tercera dirección.

Nuestro principal objetivo es controlar la estabilidad en la secuencia de tajeo futuro de nuestra veta Mary tajo 120 E-W del nivel 1300 hacia los nivel superior, y de acuerdo al modelamiento numérico, bajo las condiciones de ancho de veta y condiciones del macizo rocoso, resulta favorable generar una abertura en vertical de 16 metros (8 metros de pilar techo o banco y 8m en los subniveles); cuyos códigos de colores indican un factor de seguridad de 1.26 a 1.5, factor considerado como mínimo en una explotación, permaneciendo abierto como máximo 12 horas (tiempo de autosoporte), durante el tiempo de plastificación

masiva del macizo rocoso, procediendo a rellenar en el menor tiempo posible al tiempo de autosoporte indicado.

4.1.2 Evaluación de la optimización de la voladura de frentes

Como ya se sabe las condiciones geomecánicas del macizo rocoso para el minado por taladros largos es óptimo en la veta Mary tajo 120 E-W del nivel 1300. En los frentes en avance, se pasará a evaluar la relación con el minado por taladros largos respectivamente y profundizar en el tipo de roca que se tiene en la unidad minera Carahuacra.

- Levantamiento y análisis de la veta Mary tajo 120 E-W del nivel 1300

En la siguiente figura se muestra las secciones en planta del tajo 120 E-W del nivel 1300

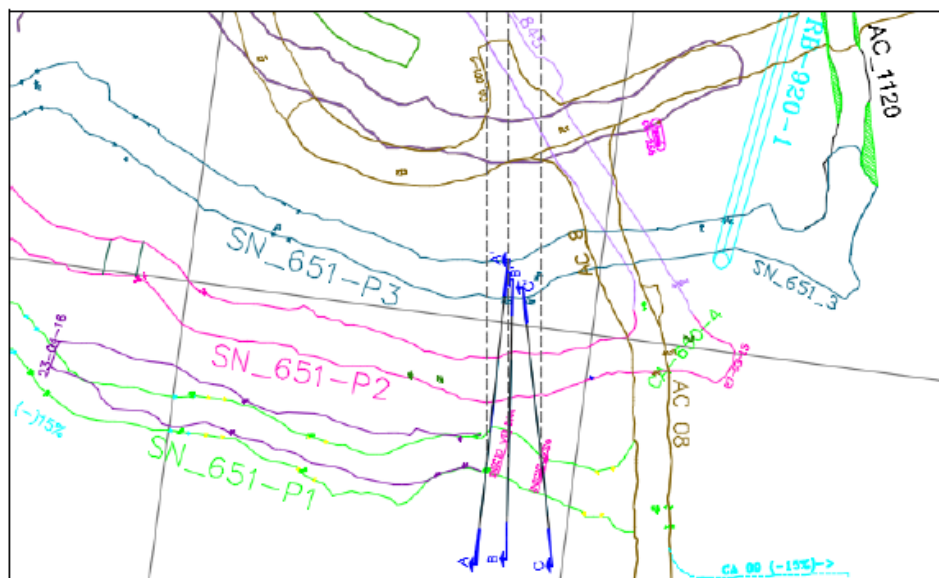


Figura 31. Sección en planta de la veta Mary tajo 120 E-W del nivel 1300. Análisis comparativo de minados por taladros largos y Breasting

- Taladros largos: teniendo en cuenta las condiciones de ancho de veta y condiciones del macizo rocoso, resulta favorable generar una abertura en vertical de 16 metros (8 metros de pilar techo o banco y 8m en los subniveles); cuyos códigos de colores indican un factor de seguridad de 1.26 a 1.5, factor considerado como mínimo en una explotación, permaneciendo abierto como máximo 12 horas (tiempo de autosoporte), durante el tiempo de plastificación masiva del macizo rocoso, procediendo a rellenar en el menor tiempo posible al tiempo de autosoporte indicado.

- *Breasting*: la relación con los frentes de avance del 2do corte se alcanza un F.S. de 0.95 en ambos encajonantes, siendo una condición controlable por los parámetros operativos, ambos son factibles.

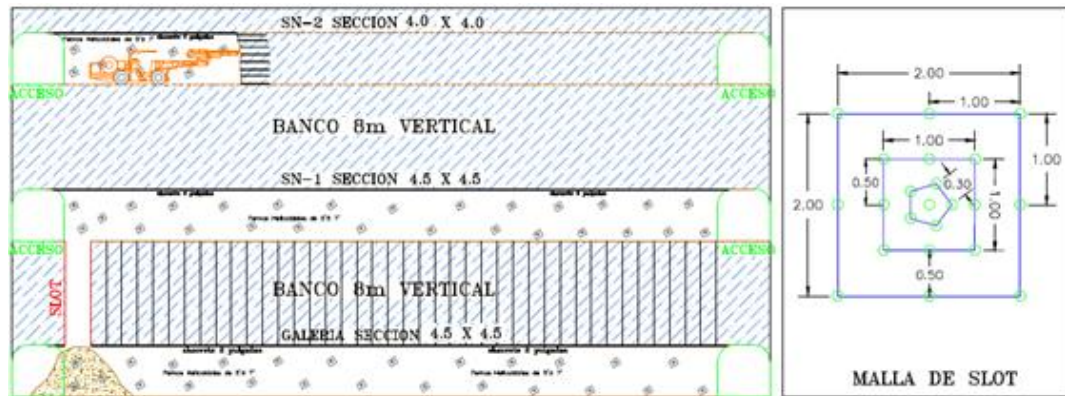


Figura 32. Perforación y voladura de tajeo y frente de avance

4.2 Evaluación del uso de explosivo Emulnor para el control de la energía necesaria para la fragmentación de la roca en la unidad minera Carahuacra

4.2.1 Control y análisis en tajeos

Se realizaron monitoreos a las voladuras de taladros largos, considerando mantener la malla que actualmente se viene utilizando, el desarrollo de esta en el mejor de los casos cuando se trata de abrir los slots. Se realiza en dos tramos de 6.5 m de un total de 8 m como altura de banco

Posteriormente, la voladura se resuelve en su totalidad de 12.0 metros haciendo uso de Fanel periodo largo y Emulnor 3000 para los taladros de producción y Emulnor 1000 para controlar las cajas.



Figura 33. Carguío de taladros con el explosivo Emulnor 3000 y 1000

Sismograma realizado al *slot* del Tj. 120 – piso 03, primer tramo 6.50 m el indicador con líneas punteadas nos muestra la intensidad y el tiempo prolongado en una de las ondas aéreas, en este caso dio como resultado 116.840 mm/s, a 16 m del disparo.

Normalmente la intensidad de las ondas medidas en Herzios no debe exceder los 10 Hz en un radio nominal no mayor a 4 veces la longitud del taladro, sin embargo, a pesar del buen resultado de la voladura, con indicadores óptimos en la fragmentación consideremos importante reducir la carga en los taladro o caso contrario optimizar con una adecuada selección de retardos por cada taladro a detonar.

Quiere decir que, si se logra atenuar o minimizar las ondas expansivas con tiempos diferentes en un taladro orientando secuencias consecutivas uno respecto del otro, lograremos bajar la intensidad de la onda, de no considerar esta sugerencia las cajas de las áreas voladas sufrirán agrietamiento sumado al esfuerzo de las cajas.

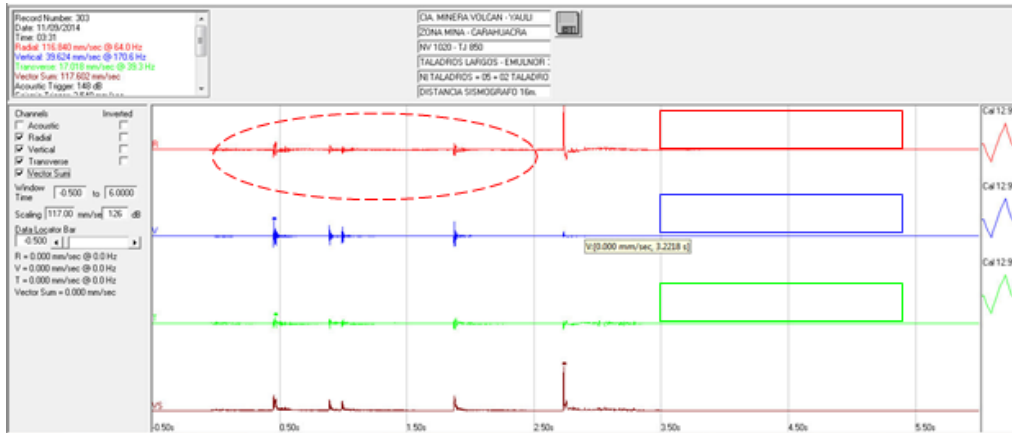


Figura 34. Disminución de la intensidad de onda tajeo 120, veta Mary

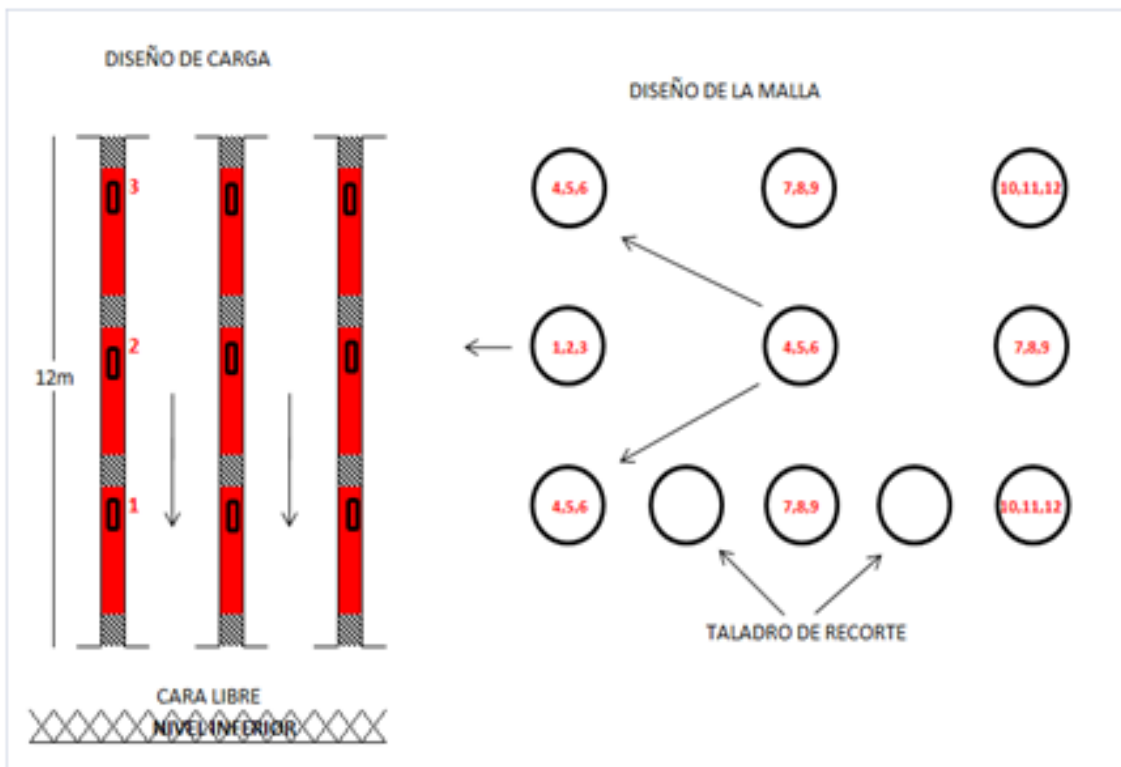


Figura 35. Diseño de malla de perforación para taladros largos

Interpretación:

Una de las formas de distribuir la secuencia de retardos por taladro sería lo que indicamos en la ilustración, el uso de retardos continuos tiene como objetivo atenuar de la manera más ordenada las ondas minimizando sus efectos de daños a las cajas, se puede lograr reducir el factor de potencia por el esquema de carguío.

4.1.3 Evaluación de la optimización de la voladura de frentes

El análisis se muestra en la siguiente tabla de resumen de los avances en frentes en donde se puede deducir la eficiencia y aun lograr mejoras cuantificables con respecto al consumo y costos por voladura

Control de disparos FRENTE S										
Unidad	1	2	3	4	5	6	7	8	9	
Empresa especializada	Aesa	Aesa	Cia/Tuneleros	Cia/Tuneleros	Aesa	Aesa	Aesa	Aesa	Aesa	
Fecha	03-sep	05-sep	08-sep	08-sep	09-sep	10-sep	11-sep	12-sep	13-sep	
Horario de disparo	11:15	19:15	19:15	19:15	3:15 a.m.	7:15 p.m.	7:15 p.m.	7:15 p.m.	3:15 a.m.	
Labor	Rp 750 - Acc 905	Acc 875	SN 701 E	SN 702 E	Rp(-) 387	Acc 744	XC 650	Rp (-) 650	Acc 905	
Nivel	920	1070	1070	1070	1070	1070	1020	1020	920	
Zona	Carahuacra	Carahuacra	Carahuacra	Carahuacra	Carahuacra	Carahuacra	Carahuacra	Carahuacra	Carahuacra	
Veta	Desmonte	Mary	Mary	Mary	Mary	Mary	Mary	Mary	Mary	
Maquina perforadora	Jumbo	Jumbo	Jumbo	Jumbo	Jumbo	Jumbo	Jumbo	Jumbo	Jumbo	
Ancho	m	4.0	4.0	3.5	3.5	4.0	4.5	4.5	4.0	
Altura	m	4.0	4.0	4.0	4.0	4.5	4.0	4.5	4.0	
Seccion	m ²	16.0	16.0	14.0	14.0	20.3	16.0	20.3	16.0	
Volumen roto estimado	m ³	62.4	62.4	42.0	42.0	70.9	56.0	70.9	56.0	
N° de taladro perforados	unidad	41.0	39.0	47.0	39.0	51.0	46.0	52.0	46.0	
N° de taladro de alivio en corona	unidad	0.0	4.0	0.0	0.0	4.0	4.0	4.0	4.0	
N° de taladro de alivio en arranque	unidad	3.0	4.0	5.0	3.0	4.0	4.0	4.0	4.0	
Longitud promedio de taladro	m	3.90	3.90	3.00	3.00	3.50	3.50	3.50	3.50	
Diámetro de Taladro	mm	51.0	51.0	51.0	51.0	51.0	51.0	51.0	51.0	
Metros perforados	m	171.60	183.30	156.00	126.00	206.50	189.00	210.00	189.00	
Densidad de roca	Ton/m ³	2.70	3.58	3.58	3.58	2.70	2.70	2.70	2.70	
Toneladas rotas	Tons.	168.48	223.39	150.36	150.36	191.36	151.20	191.36	151.20	
ACCESORIOS DE VOLADURA										
Detonador Ensamblado de 7 ft.	Pza	2	2	2	2	2	0	2	2	
Detonador no eléctrico 4.2 mts.	Pza	38.0	35.0	42.0	36.0	43.0	38.0	44.0	38.0	
Mecha rapida Z-18	m	0.5	0.5	5	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5	
Cordón detonante 3G.	m	50	50	40	40	50	50	50	50	
EXPLOSIVOS										
Emulor 3000 1 1/2" x 12"	Unids.	218	2	0	188	276	234	286	286	
Peso de cartucho	Kg	0.391	0.391	0.391	0.391	0.391	0.391	0.391	0.391	
Emulor 3000 1 1/2" x 24"	Unids.	0	75	102	0	0	0	0	0	
Peso de cartucho	Kg	0.735	0.735	0.735	0.735	0.735	0.735	0.735	0.735	
Emulor 3000 1 1/4" x 12"	Unids.	49	82	46	0	72	60	72	60	
Peso de cartucho	Kg	0.271	0.271	0.271	0.271	0.271	0.271	0.271	0.271	
Emulor 1000 1 1/2" x 12"	Unids.	25	0	33	29	72	72	72	72	
Peso de cartucho	Kg	0.378	0.378	0.378	0.378	0.378	0.378	0.378	0.378	
Emulor 1000 1 1/2" x 24"	Unids.	0	18	0	0	0	0	0	0	
Peso de cartucho	Kg	0.694	0.694	0.694	0.694	0.694	0.694	0.694	0.694	
Total de explosivos	Kg	107.89	90.82	99.91	84.40	154.54	134.88	158.45	158.45	
Resultados										
Avance	m	3.50	3.50	2.90	2.90	3.00	3.16	3.18	3.00	
Volumen Roto	m ³	2.80	56.00	40.60	40.60	60.75	50.56	64.40	54.40	
Tonelaje roto	ton	7.56	200.48	145.35	145.35	164.03	136.51	173.87	146.88	
Factor de carga	kg/m ³	38.53	1.62	2.46	2.46	2.54	2.67	2.46	2.48	
Factor de Potencia	kg/ton		0.45	0.69	0.58					
Factor de Avance	Kg/ml.	30.82	25.89	34.45	29.10	51.51	42.68	49.83	52.82	
Eficiencia	%	89.7	89.7	96.7	96.7	85.7	90.3	90.9	85.7	
Observaciones	und.									

(*) DENSIDADES DE MINERAL Y DESMONTE FUERON PROPORCIONADOS POR EL AREA DE VOLADURA

Figura 36. Resumen de los avances en frentes de forma eficiente

La eficiencia de los avances por frente varía entre 86 % y 97 %, dando como promedio un 92 %, considerando además que se está oscilando un promedio de 50 Kg/ml como factor de carga lineal, cuando el aceptable es de 40 kg/ml en desmonte, en mineral se promedia un factor de 0.54 kg/t haciendo uso del JKSimblast (software para análisis de voladura), podemos analizar los halos de energía que desarrolla el explosivo, considerando la cantidad de carga explosiva por retardo.

Lo que debemos entender es que el explosivo desarrolla la energía suficiente sin tener que usar carga desmedida por disparo y reducir los factores de carga, la energía que el explosivo desarrolla haciendo uso de retenedores de energía (taco inerte) y una debe ser aprovechado al máximo secuencia apropiada de retardos.

A continuación, mostramos la malla estándar de los frentes de avance ejecutados por la E.E. AESA, además el resultado que se obtiene con la secuencia que define la propagación de onda producto de la detonación.

En los frentes de avance se mejoró al utilizar estos dos tipos de explosivos uno de baja densidad como es el Emulnor 3000 y el Emulnor 10000 se obtuvo buenos resultados al disminuir la sobre rotura y como las dificultades del sostenimiento.

El uso de Emulnor 1000 en la corona como en las ayudas de la corona y para el control de los hastiales se está utilizando en los cuadradores. Se controla la corona como los hastiales a fin de disminuir la sobre roturas como actividades que llevan a contar con más tiempo en trabajos secundarios, acortando así, el avance diario en frentes como en tajeos que repercuten en la programación anual.

En la siguiente figura se muestra el diseño de malla de perforación y voladura como el carguío respectivamente.

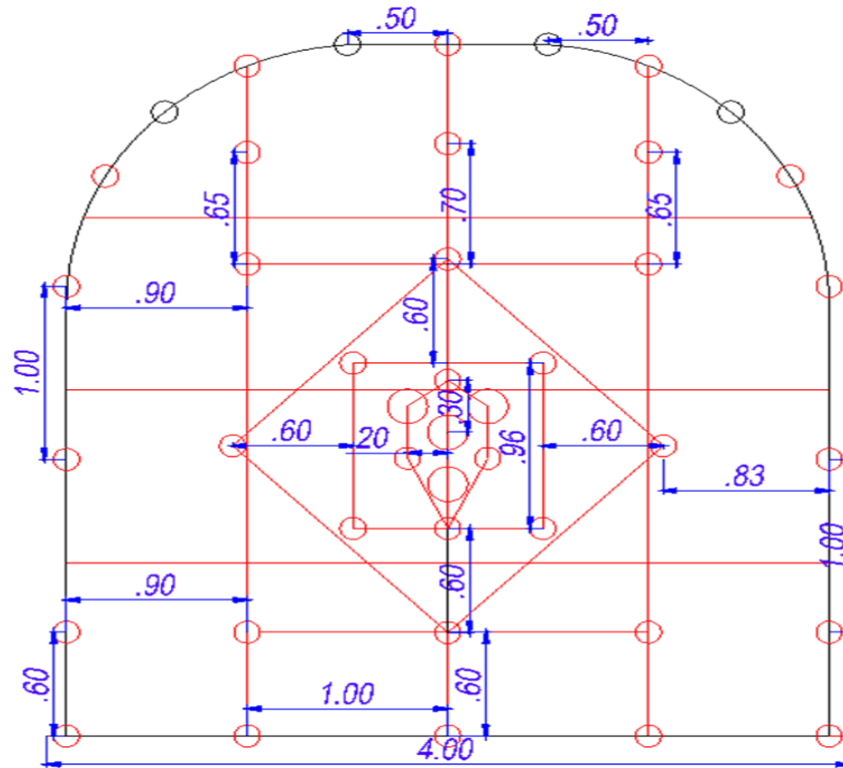


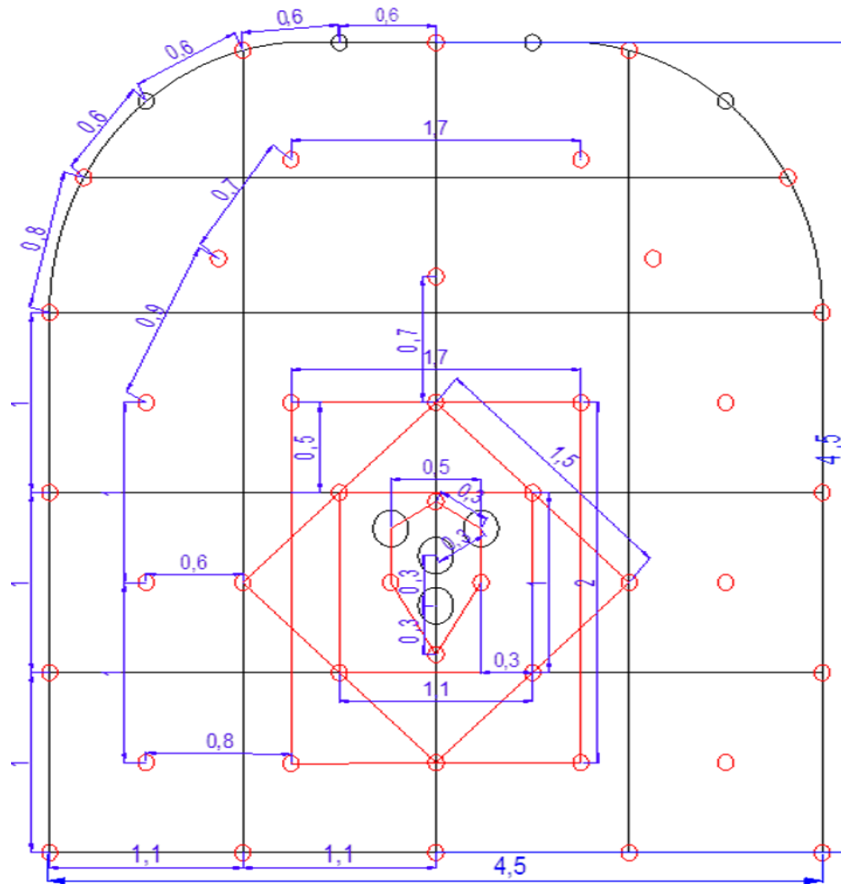
Figura 37. Malla de perforación y voladura de sección 4.0 m x 4.0 m

DISTRIBUCIÓN DE EXPLOSIVOS PARA UNA SECCIÓN DE 4.0mX4.0m EN DESMONTE

Taladros Perforados	43	Long. De Barra	12 ft	3,6 m	Ø Broca Prod. (mm)	45	Toneladas Rotas	49,6 m ³
Taladros Cargados	35	Long. Efectiva	10 ft	3,10 m	Ø Broca Rimado (mm)	102	Kilos Explosivo	96 Kg

PERFORACIÓN CON AJUMBO	Descripción	Nº Tal	Nº DE CARTUCHOS PORTAL			Accesorios		NPI	
			E 1000 1 1/4 x 12	E 3000 1 1/2 x 12	E 3000 1 1/4 x 12	RETARDOS	Cart.		
	Picorte (Corona)	4	--	--	--			FACTOR DE CARGA (Kg/m ³).	
	Alivio (Rimados)	4	--	--	--			1,93	
	Arranque	4	0	9	36	0	1,8	4	AVANCE
	1ra. Ayuda	4	0	8	32	0	14,20	4	88%
	2ra. Ayuda	4	0	8	32	0	28,40	4	FACTOR DE AVANCE (Kg/ml).
	3ra. Ayuda	4	0	8	32	0	72	4	30,95
	Ayuda de corona	3	7	21	0	1	3	92	6
	Cuadrados	6	7	42	1	6	0	120	5
	Corona	5	5	25	1	5	0	288	6
	Arrastre	5	0	0	0	8	40	340	5
	TOTAL TALADROS CARGADOS	35					Unidades	35	
	TALADROS PERFORADOS	43	88	143	48				
	KILOGRAMOS DE CARGA TOTAL		23.408 KG	55.77 KG	16.77 KG				

BODEGA	# CAJAS	1/2 CAJA	2 cajas	1/2 caja	Guía Se g.	2
		Unidades a completar	41 Cartuchos	15 Cartuchos		Pentacord
					Mecha Rapi	0.2m



DISTRIBUCION DE EXPLOSIVOS PARA UNA SECCION DE 4.5mX4.5m EN DESMONTE

Taladros Perforados	51	Long. De Barra	12ft	3.6 m	Ø Broca Prod. (mm)	45	Toneladas Rotas	62.775 m ³
Taladros Cargados	43	Long. Efectiva	10ft	3,10 m	Ø Broca Rimado(mm)	102	Kilos Explosivo	119 Kg

PERFORACIÓN CON JUMBO	Descripción	Nº Tal	Nº DE CARTUCHOS POR TAL.			Accesorios		KPI	
			E 3000 1/4 X 12	E 3000 1/2x12	E 3000 1/4 x 12	RETARDOS	Cont.		
Precorte (Corona)		4	--	--	--			FACTOR DE CARGA (kg/m3).	
Alivio (Rimados)		4	--	--	--			1.90	
Arranque		4	0	9	36	0	1,8	4	AVANCE
3ra. Ayuda		4	0	8	32	0	14,20	4	86%
2ra. Ayuda		4	0	8	32	0	28,40	4	FACTOR DE AVANCE (kg/m).
1ra. Ayuda		4	0	8	32	0	72	4	38.44
Ayuda de cuadradores		6	0	8	48	0	92	6	
Ayuda de corona		5	7	35	0	1	5	120	5
Cuadradores		6	7	42	1	6	0	288	6
Corona		5	5	25	1	5	0	340	5
Arrastre		5	0	0	0	8	40	400	5
TOTAL TALADROS CARGADOS		43						Unidades	43
TALADROS PERFORADOS	51		102	191	45				
KILOGRAMOS DE CARGA TOTAL			27.132 KG	74.49 KG	17.55 KG				

BODEGA	# CAJAS	1 CAJA	3 cajas	1/2 caja	Guia Seg.	2
					Pentacord	30 m.
		8 Cartuchos			Mecha Rapid	0,2m

Figura 38. Malla de perforación y voladura de sección 4.5 m x 4.5 m

Interpretación:

Haciendo uso del programa JKSimblast se llevó el diseño para el análisis de influencia la voladura de este frente, el resultado se muestra en la figura, donde podremos apreciar y determinar el área de influencia de la energía que desarrolla el explosivo al activarse la secuencia de detonación por retardos.

4.3 Análisis del control de las vibraciones del macizo rocoso en la unidad minera Carahuacra

4.3.1 Control de las vibraciones del macizo rocoso en tajeos - veta Mary

Además de estos análisis se verificó con cálculos aproximados el tamaño de los fragmentos, vale decir el resultado predictivo de la granulometría de la voladura de tajos. Considerando los parámetros como se muestra en la siguiente figura.

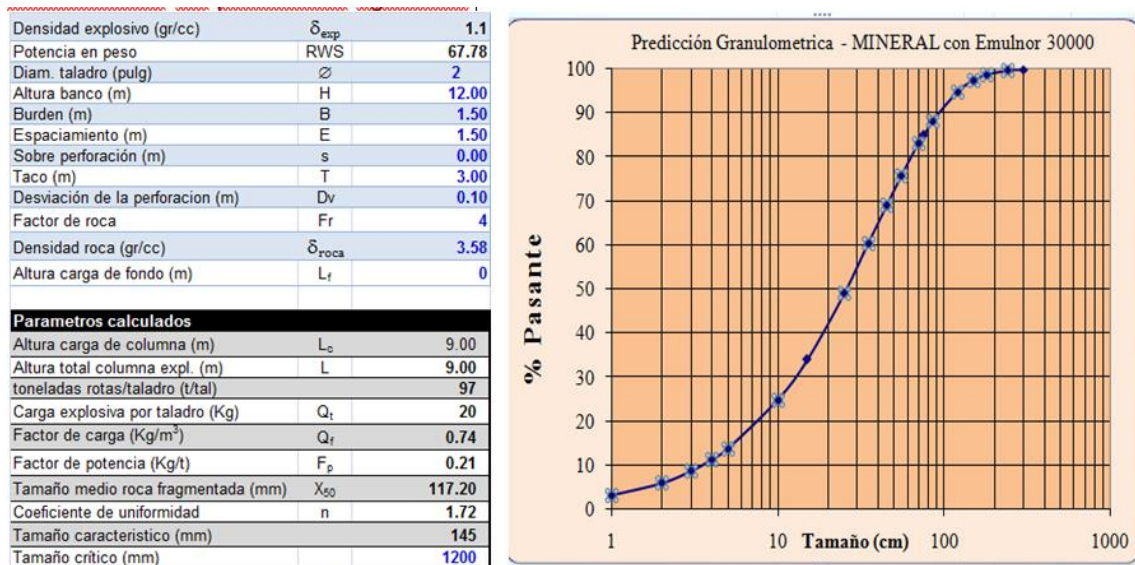


Figura 39. Granulometría de mineral tras la voladura con Emulnor 3000

Interpretación:

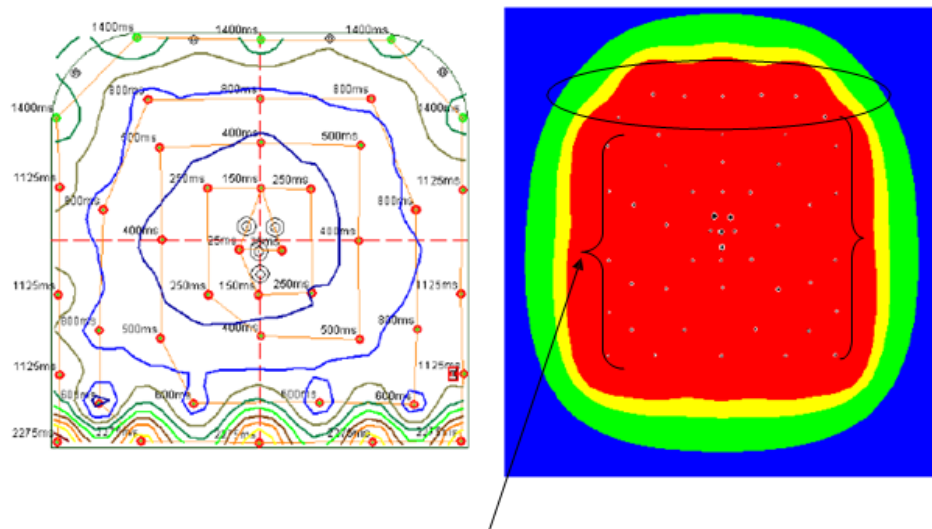
Según este análisis predictivo podemos concluir con el P80 (80 % de la pila) pasa por una malla promedio de 4 a 5 pulgadas.

Los trabajos realizados en la veta Mary tajeo 120 nivel 13000, queda por definir parámetros en función a pruebas con monitoreo de vibraciones e ir simplificando las variables hasta lograr estándares que definan un buen

resultado independientemente al tipo o característica de roca solo queda definir la energía necesaria para fragmentar la roca.

4.3.2 Control de las vibraciones del macizo rocoso en frentes - veta Mary

En la siguiente figura se muestra los resultados de la voladura tras la evaluación con el *software jksimblast* lo cual se corrobora en las siguientes figuras de la voladura.



Si logramos visualizar la ubicación de los taladros están demarcados dentro del área de rotura y la energía del explosivo esta demarcado fuera del margen de rotura, se podría entender que existe la posibilidad de agrietamiento al perfil del frente de avance.

Figura 40. simulación de la voladura del frente de avance veta Mary

Se puede corroborar con el monitoreo y análisis de vibraciones; a continuación, se muestra el resultado del monitoreo sismográfico

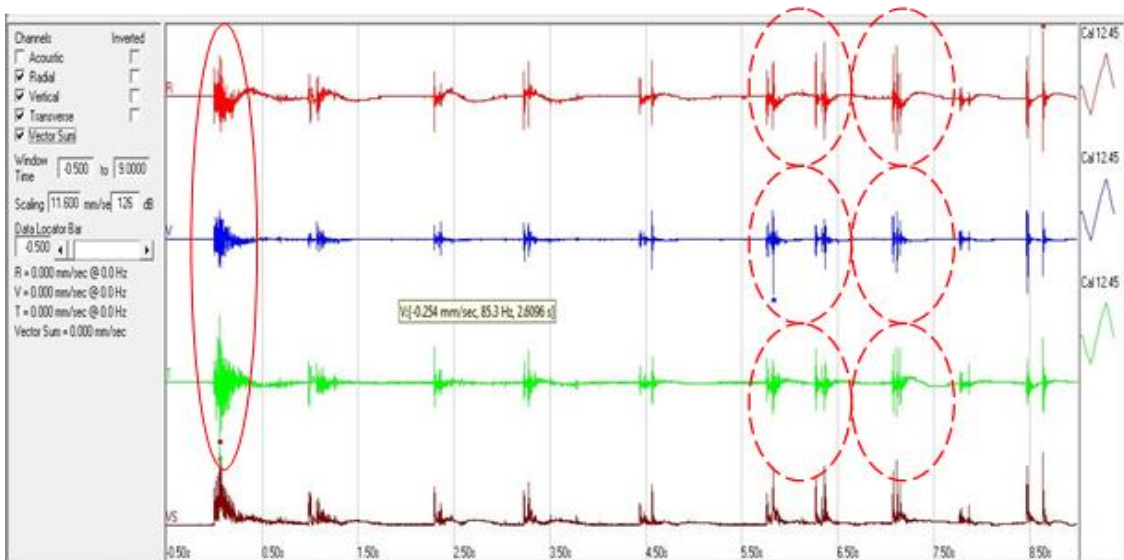


Figura 41. Monitoreo y análisis de vibraciones de frentes de avance – veta Mary

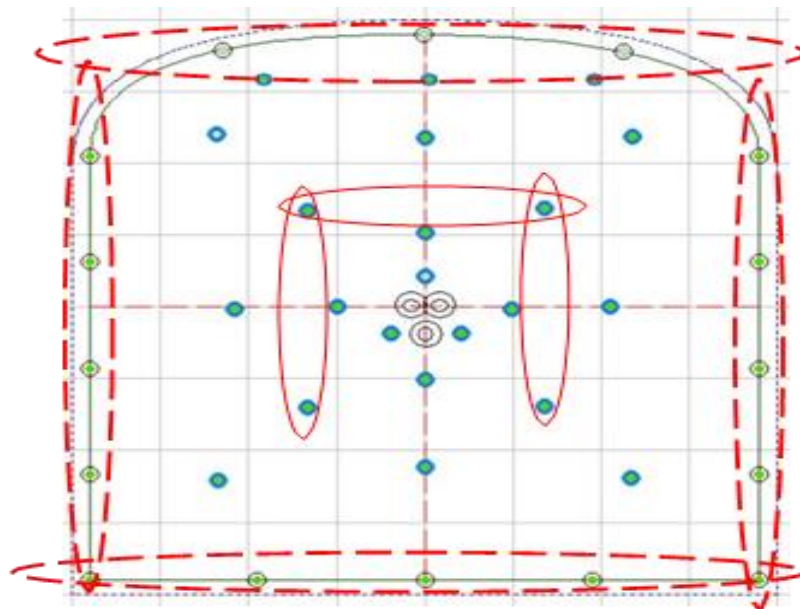


Figura 42. Distribución de taladros del frente de avance – veta Mary

El uso de cañas o carga espaciada en los techos de una u otra forma ayuda a minimizar la sobrerotura pero el agrietamiento de fracturas preexistentes se da en todo el contorno, esto se puede controlar con una adecuada secuencia de retardos o por lo menos tratar de detonar no más de tres taladros a la vez, y la carga espaciada debe estar distribuido en toda la periferia



Figura 43. Carguío de taladros del frente de avance - veta Mary

Las líneas demarcadas indican frecuencias bajas de alta intensidad, que de una u otra forma generan agrietamiento en las paredes de la periferia del túnel, esto se da por detonar más 4 a 5 taladros de un mismo retardo, elevando la carga operante y/o la intensidad de onda y se complica más si no se usa tacos inertes



Figura 44. Corrección de la voladura en frentes de avance

Interpretación:

Como se muestra en la figura el carguío de taladros con Emulnor 3000 para toda la malla generaba sobre roturas al distribuir la carga en dos tipos de poder rompedor de 3000 y 1000 se tiene resultados favorables y evitando la sobre rotura.

Los parámetros como el control de paralelismo, simetría entre taladros, pintado de malla, etc. conocidos por la supervisión, se debe adicionar la secuencia de retardos, conocer las características del explosivo y encontrar los márgenes de energía necesaria para obtener el resultado eficiente en avances, fragmentación y mínima afección al macizo.

4.3.3 Mejora de avances lineales en metros de los frentes de desarrollo y preparación como de los tajeos de producción

Tras los buenos resultados de voladura en frentes como tajeos se disminuyó la sobre rotura de ambos trabajos por ende se evitó actividades como:

- Tiros cortados (voladuras secundarias)
- Sostenimiento (estabilizar el macizo rocoso, desate de roca y sostenimiento con shotcrete).

Estos trabajos son los que más dificultaron que se concluya el ciclo de minado eficientemente.

A. Mejora del avance lineal en metros de los frentes de desarrollo y preparación

Se realizó el comparativos de los últimos cuatro años de los metros de avance del frente de trabajo con la distribución de carga para una voladura controlada en la corona como en los hastiales de la labor.

En la siguiente figura se muestra el metraje de frentes de avance de los años últimos cuatro años.

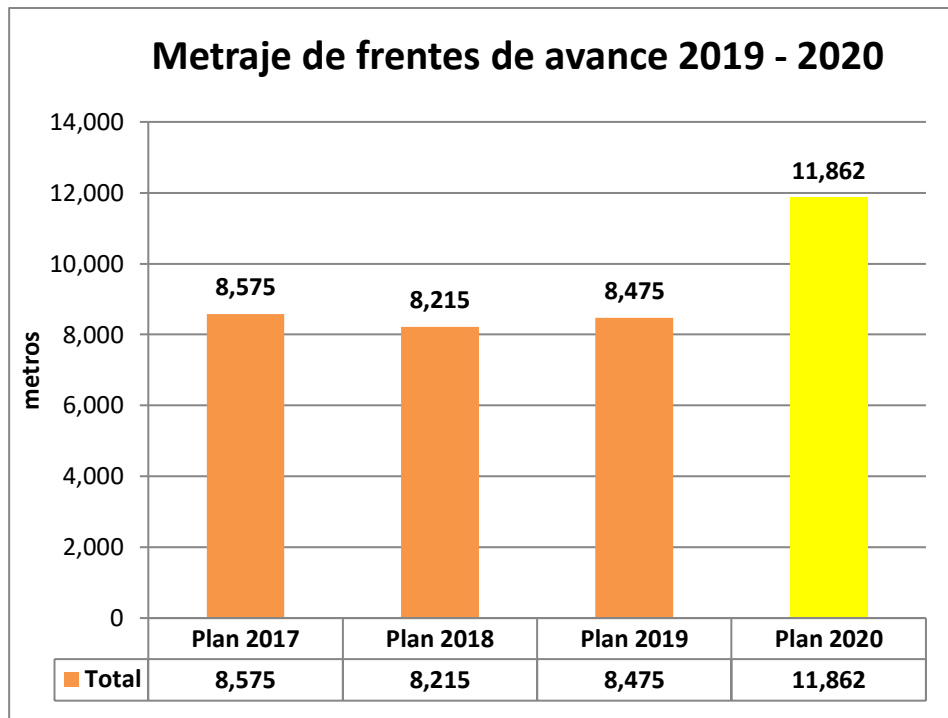


Figura 45. Metraje de frentes de avance de los años 2017, 2018, 2019 y 2020

Interpretación:

De la figura se observa lo siguiente:

- Para el año 2017 se tiene 8575 metros lineales en frentes de avance con el uso de explosivo Emulnor 3000.
- Para el año 2018 se tiene 8215 metros lineales en frentes de avance con el uso de explosivo Emulnor 3000.
- Para el año 2019 se tiene 8475 metros lineales en frentes de avance con el uso de explosivo Emulnor 3000.
- Para el año 2020 se tiene 11862 metros lineales en frentes de avance con el uso de explosivo Emulnor 1000 y 3000.

El uso de Emulnor 1000 en la corona como en las ayudas de la corona y para el control de los hastiales se está utilizando en los cuadradores. Se controla la corona como los hastiales a fin de disminuir la sobre roturas como actividades que llevan a contar con más tiempo en trabajos secundarios, acortando así, el avance diario en frentes como en tajeos que repercuten en la programación anual.

B. Mejora del avance lineal en metros de los tajeos de producción

Se realizó el comparativos de los últimos cuatro años de los metros de avance de los tajeos con la distribución de carga para una voladura controlada en los hastiales de la labor

En la siguiente figura se muestra el metraje de avance de tajeos de los últimos cuatro años.

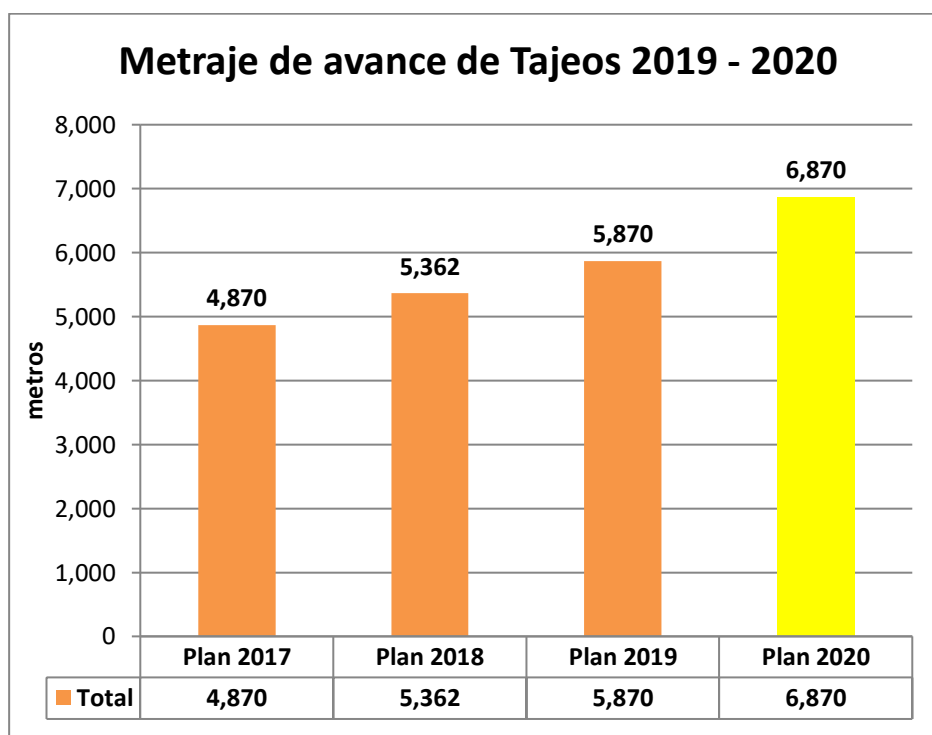


Figura 46. Metraje de los avances de tajeos de los años 2017, 2018, 2019 y 2020

Interpretación:

De la figura se observa los siguiente:

- Para el año 2017 se tiene 4870 metros lineales en frentes de avance con el uso de explosivo emulnor 3000.
- Para el año 2018 se tiene 5362 metros lineales en frentes de avance con el uso de explosivo emulnor 3000.
- Para el año 2019 se tiene 5870 metros lineales en frentes de avance con el uso de explosivo emulnor 3000.
- Para el año 2020 se tiene 6870 metros lineales en frentes de avance con el uso de explosivo emulnor 1000 y 3000.

El uso del Emulnor 3000 para los taladros de producción y Emulnor 1000 para controlar las cajas.

Tabla 6. Optimización del metraje de avance de los frentes y tajeos de la veta Mary

	METRAJE DE AVANCE DE TAJEOS (m)	METRAJE DE FRENTE DE AVANCE (m)
Plan del año 2019 - avance lineal (m)	5,870	8,475
Plan del año 2020 - avance lineal (m)	6,870	11,862
Optimización del avance lineal (m)	1,000	3,387

Interpretación:

De la tabla se tiene lo siguiente:

- Se tiene una optimización de avance lineal para tajeo de 1,000 metros para el año 2020 en relación al año 2019.
- Se tiene una optimización de avance lineal para los frentes de avance de 3,387 metros para el año 2020 en relación al año 2019.

CONCLUSIONES

1. En la veta Mary tajo 120 E-W del nivel 1300, para el minado por taladros largos, resulta favorable generar una abertura en vertical de 16 metros del cual 8 metros de pilar techo o banco y 8 m en los subniveles; cuyo factor de seguridad de 1.26 a 1.5, factor considerado como mínimo en una explotación, permaneciendo abierto como máximo 12 horas (tiempo de autosoporte), durante el tiempo de plastificación masiva del macizo rocoso, procediendo a rellenar en el menor tiempo posible al tiempo de autosoporte indicado en el tajeo respectivamente.
2. En la veta Mary para el minado por *Breasting* los frentes de avance del corte se alcanza un factor de seguridad de 0.95 en ambos encajonantes, siendo una condición controlable por los parámetros operativos, ambos son factibles.
3. El uso de retardos continuos tiene como objetivo atenuar de la manera más ordenada las ondas minimizando sus efectos de daños a las cajas, se puede lograr reducir el factor de potencia por el esquema de carguío ayudan a tener un buen control en la fragmentación del macizo rocoso.
4. El uso de Emulnor 1000 en la corona como en las ayudas de la corona y para el control de los hastiales se está utilizando en los cuadradores, ayuda a controlar la corona como los hastiales ayudaron a una buena fragmentación del macizo rocoso.
5. El análisis de la voladura en los tajeos podemos concluir con el P80 (80 % de la pila) pasa por una malla promedio de 4 a 5 pulgadas. Los trabajos realizados en la veta Mary tajeo 120 nivel 13000, se define tras los buenos resultados de la voladura con el uso del Emulnor 1000 y 3000 para los tajeos y frentes de avance.
6. Se tiene una optimización de avance lineal para los tajeos de 1,000 y en los frentes de avance de 3,387 metros para el año 2020, en relación al año 2019.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda evitar dejar los tajos sin completar el relleno, por ser este, aliado principal controlando la propagación de las grandes deformaciones, y evitar en cierta manera el desequilibrio del macizo rocoso en las profundidades superiores a los 600 metros.
2. Es recomendable tener la serie completa de retardos para una mejor distribución de tiempo por frentes, encontraran el fanel LP de serie universal y los tiempos van de 200 m, no está demás mencionarles que una mejor distribución de tiempos por secuencia mejorar el avance, fragmentación y reducirá el daño al macizo.
3. Se recomienda el carguío se realiza manualmente haciendo uso de varas de madera para el atacado, pues la presentación del explosivo esta dado en cartuchos tipo, se sugiere e invoca al mejor criterio del personal para realizar una buena distribución del explosivo en el taladro, quiere decir si se decide cortar longitudinalmente el cartucho solo se debe presionar al momento de hacer el contacto con el resto, lo único que se necesita es que la masa explosiva logre adherencia a la pared de los taladros.
4. Es importante controlar los parámetros que influyen en la elaboración de las mallas de perforación cualquiera sea el diseño de malla a utilizar para la voladura de frentes y tajos, de no considerar esta parte importante en el proceso no se obtendrá los resultados deseados.
5. Es importante el diagnóstico, control y optimización del proceso de voladura. se analiza su potencial en términos de alcanzar substantivas mejoras técnico-económicas, aumentando rendimientos y minimizando costos operacionales asociados a esta etapa de la explotación minera.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. ALARCON, Nicolas. Optimización de costos mediante reducción del factor de carga en roca mala - RMR 30 - 40 - Unidad San Cristobal Compañía Minera Volcan. Tesis (Ingeniero de de Minas). Arequipa : Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, 2019, 161 pp.
2. CALDERON, Marco. Optimización de las prácticas de perforación y voladura en el avance y producción de la minería de mediana escala (Unidad Minera Macdesa). .Tesis (Ingeniero de de Minas). Huancayo : Universidad Nacional del Centro del Peru, 2015, 135 pp.
3. PARRA, Gean Carlo. Reducción de la carga explosiva con el uso del explosivo emulnor, en la corona de labores de desarrollo para optimizar los costos de voladura en CIA Minera MACDESA. Tesis (Ingeniero de de Minas). Arequipa : Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, 2018, 158 pp.
4. ACARO, Tomi. Evaluación técnica del uso de la emulsión gasificada para la optimización del proceso de voladura de rocas en la mina Santa Clotilde 7-Chongoyape. Tesis (Ingeniero de de Minas). Chiclayo : Universidad Cesar Vallejo, 2020, 106 pp.
5. GAOMA Aderling. Optimización de la voladura, Mina la Virgen - de la Compañía Minera San Simón S.A. - Huamachuco Trujillo. Tesis (Ingeniero de de Minas). Piura : Universidad Nacional de Piura, 2015, 157 pp.
6. DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA Y PLANEAMIENTO DE LA UNIDAD MINERA CARAHUACRA. *Estudio de las reservas y recursos minerales*. Yauli : Compañía Minera Volcan S.A.A, 2019.
7. DEPARTAMENTO DEL ÁREA DE PLANEAMIENTO. *Informe de estudio de los metodos explotacion utilizados en la unidad minera Carahuacra*. Yauli : unidad minera Carahuacra, 2020.

8. ORIHUELA, Stefane y DAPELLO, Jose. Diseño de un modelo predictivo a partir de un estudio de vibraciones en una voladura en una mina modelo. Tesis (Ingeniero de de Minas).. Lima : Pontificia Universidad Catolica del Peru, 2009, 97 pp.

9. D.S.023-EM-2017. Decreto Supremo que Aprueba el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional y Otras Medidas Complementarias en Minería. Diario Oficial El Peruano, Lima Perú 18 de agosto del 2017.

ANEXOS

Anexo 1

Matriz de Consistencia

Optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo emulnor para aumentar el avance lineal, en la unidad minera Carahuacra

Problema general	Objetivo general	Hipótesis general
¿Cómo influye la optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo emulnor para aumentar el avance lineal, en la Unidad Minera Carahuacra?	Determinar la optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo emulnor para aumentar el avance lineal, en la Unidad Minera Carahuacra.	La optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo emulnor, es factible y viable para aumentar el avance lineal, en la Unidad Minera Carahuacra.
Problemas específicos	Objetivos específicos	Hipótesis específicas
¿Cómo influye la optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo emulnor para el control de la energía necesaria para la fragmentación de la roca, en la Unidad Minera Carahuacra?	Determinar la optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo emulnor para el control de la energía necesaria para la fragmentación de la roca, en la Unidad Minera Carahuacra.	La optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo emulnor es factible y viable para el control de la energía necesaria para la fragmentación de la roca, en la Unidad Minera Carahuacra.
¿Cómo influye la optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo emulnor para el control de las vibraciones del macizo rocoso, en la Unidad Minera Carahuacra?	Determinar la optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo emulnor para el control de las vibraciones del macizo rocoso, en la Unidad Minera Carahuacra.	La optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo emulnor es factible y viable para el control de las vibraciones del macizo rocoso, en la Unidad Minera Carahuacra.

Anexo 2

Caso práctico antes de la voladura

1. Antes de la voladura

Es recomendable conocer algunas aplicaciones antes de cada voladura, con los datos geomecánicos se pueden detallar cálculos útiles para la elección del explosivo, los valores determinados como el VoD, la potencia relativa con respecto al anfo y densidad nos permitirá

calcular la energía necesaria para fragmentar la roca.

Para el siguiente cálculo se debe considerar el grado de confinamiento

$$F_c = l / (e \cdot \delta_t / \delta_e - 1.72)$$

Dónde:

F_c Factor de confinamiento

Ø_t Diámetro de taladro (mm)

Ø_e Diámetro del explosivo (mm)

La energía que se transfiere a la roca es:

$$E_{tr} = F_l \cdot F_c \cdot E_n$$

Energía requerida:

$$E_f = V \cdot \delta_t / 2E$$

Donde:

E_f Energía requerida

V Volumen (m³)

δ_t resistencia a la tracción (Mpa)

E Módulo de Young (Mpa)

(*) Para determinar la energía es necesario registrar la amplitud, frecuencia dominante duración

de la vibración, distancia de la fuente y características de la roca.

Esta es una de las aplicaciones más certeras para calcular la densidad de carga en el taladro:

2. Cálculo de densidad de carga en el taladro:

$$L \text{ adecuada} = 55 d (Br/\delta) 1.5 (Br - \delta/2)(C/0.4)^{1/E} (\text{kg/m})$$

d diámetro de pozo (m)

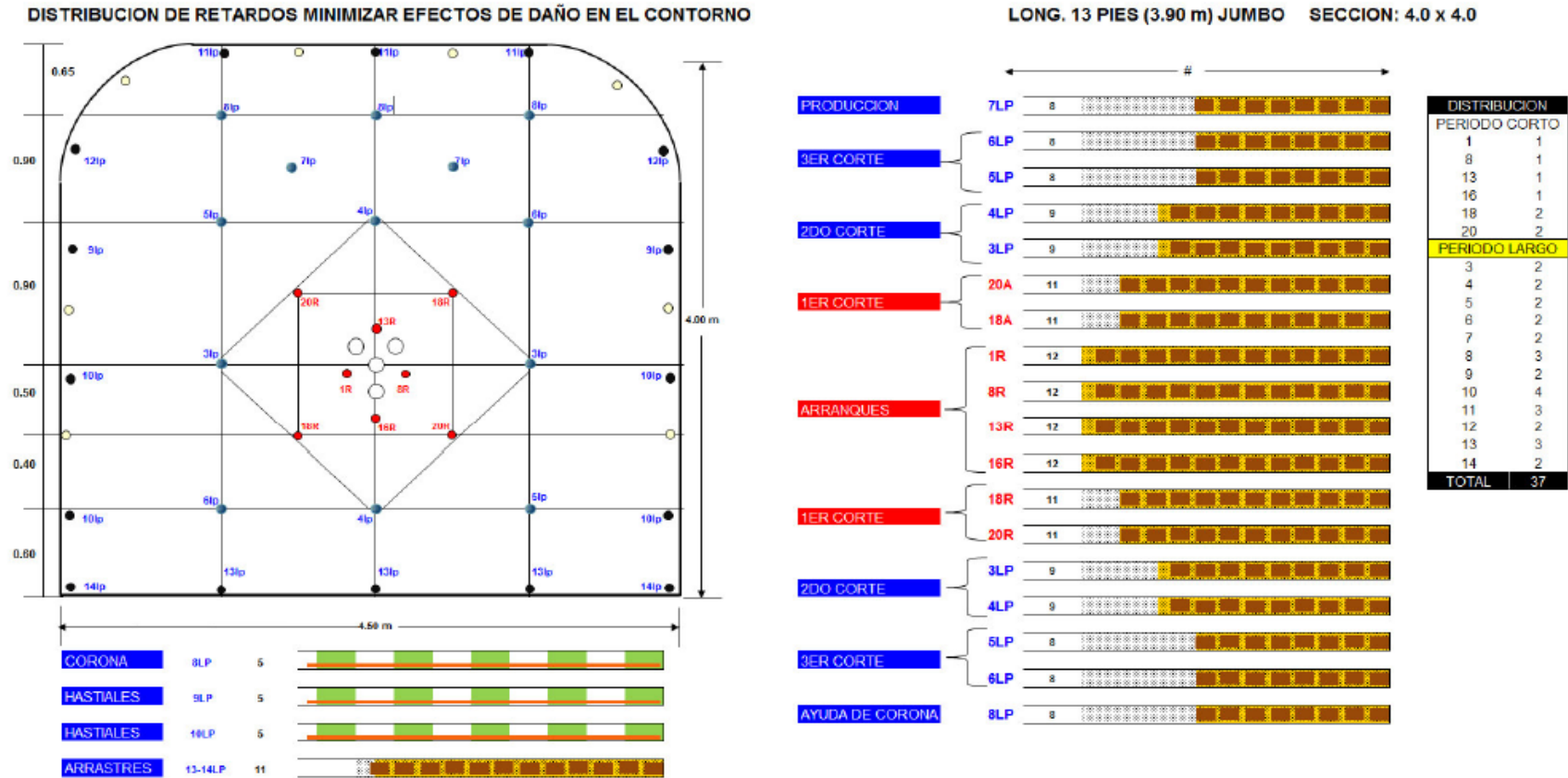
Ø diámetro de pozo vacío (m)

C Factor de roca (kg/m³)

E Potencia en peso del explosivo relativo al Anfo x 1

Anexo 3

Diseño de malla de perforación y voladura sección de 4.0 m x 4.0 m

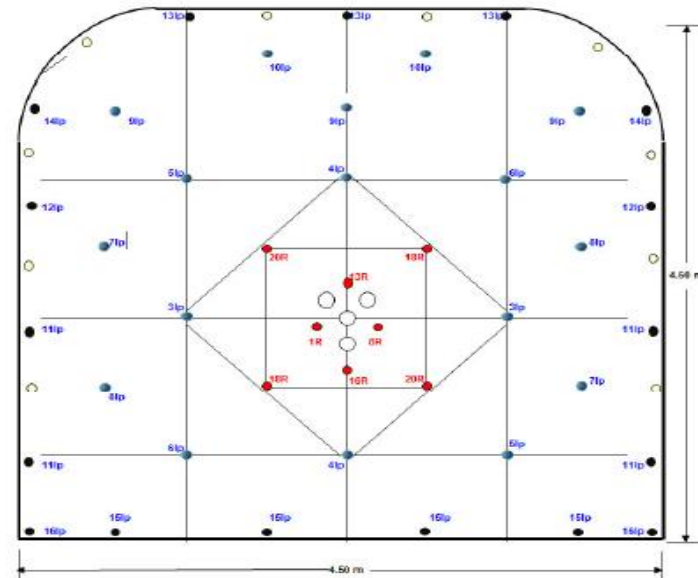


Tomado de unidad minera Carahuacra

Anexo 4

Diseño de malla de perforación y voladura sección de 4.5 m x 4.5 m

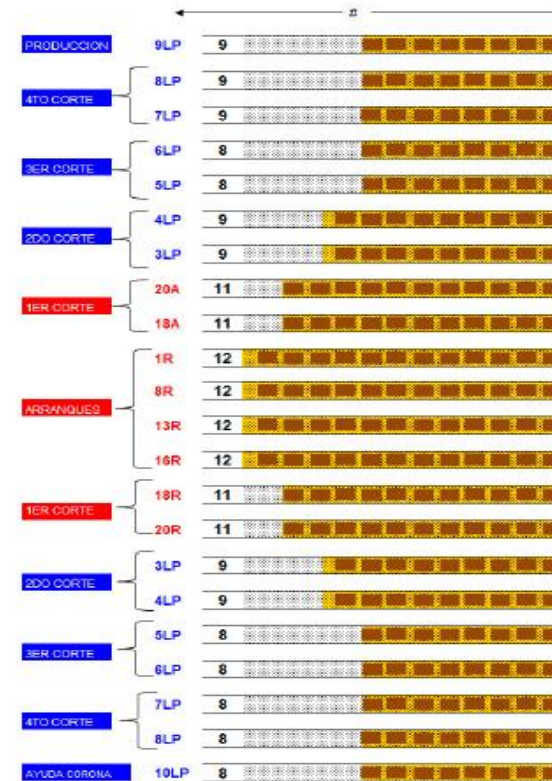
DISTRIBUCION DE RETARDOS MINIMIZAR EFECTOS DE DAÑO EN EL CONTORNO



CORONA	13 - 14 LP	5.00	
HASTIALES	11 LP	5.00	
HASTIALES	12 LP	5.00	
ARRASTRES	15 - 16 LP	12.00	

	Diseño y revisión: Nelson Zarzosa Dueñas		Fecha: Setiembre 2014
	Aprobado: Luis Cárdenas Orcón		Nv. TODOS
	Escala: S/E	Plano: 01	

LONG. 13 PIES (3.90 m) JUMBO SECCION: 4.5 x 4.5



DISTRIBUCION	
PERIODO CORTO	
1	1
8	1
13	1
16	1
18	2
20	2
PERIODO LARGO	
3	2
4	2
6	2
6	2
7	2
8	2
9	3
10	2
11	4
12	2
13	3
14	2
15	4
16	2
TOTAL	42

Tomado de unidad minera Carahuacra.

Anexo 5

Implementación de la malla de perforación

Implementación de
Malla Perforación.



Perforación.



Desate
de Rocas



Selección de
Retardos

Anexo 6

Capacitación al personal de la Unidad Minera Carahuacra TJ 120 nivel 1300 veta Mary

VOLCAN COMPANIA MINERA S.A.A.

ACTA DE ASISTENCIA

N° Cer:

Nueva
 Capacitación
 Sanificación

LUGAR: Tercera de Volcan, Unidad Minera de Cerros Viejos
 PROMOTOR: Gerencia Operativa - Unidad
 DIA: 12.02.2018 HORA INICIO: 8:30 AM
 DUR: 10:00 AM HORA TERMINO: 12:00 PM
 N.º DE SER: 1

N°	APELLIDOS Y NOMBRES <small>(Nombre completo con una inicial)</small>	Nº DE RCHA	IDENTIFIC. DNI/E	FIRMA	SECCION
1	<u>Camacho Domingo Luis</u>	<u>Volcan</u>	<u>842289</u>	<u>[Firma]</u>	<u>Mina</u>
2	<u>Lozano Francisco Luis</u>	<u>Volcan</u>	<u>842289</u>	<u>[Firma]</u>	<u>Mina</u>
3					
4					
5					
6					
7					
8					
9					
10					
11					
12					
13					
14					
15					
16					
17					
18					
19					
20					
21					
22					
23					
24					
25					
26					
27					
28					
29					
30					

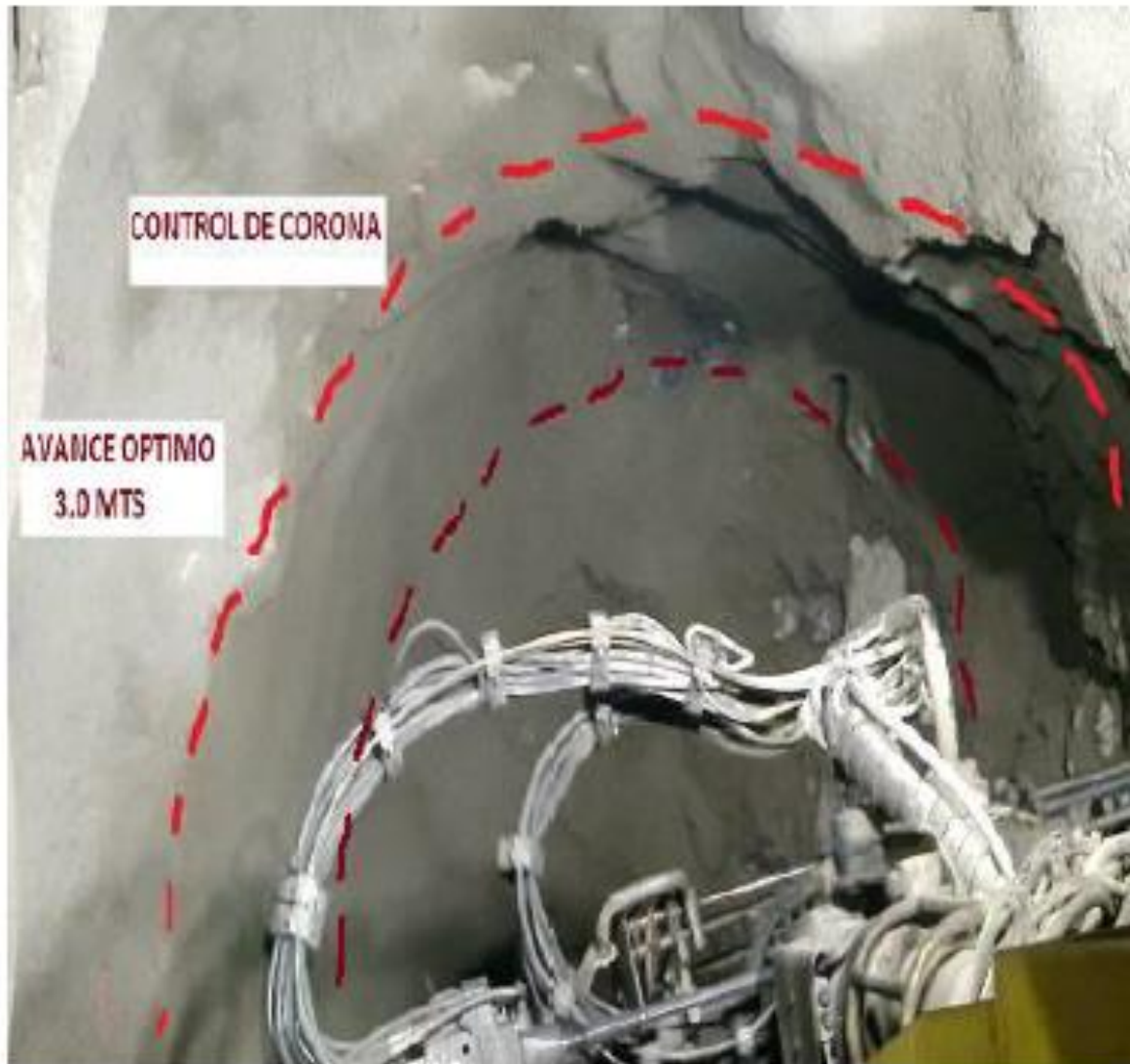
[Firma]
Franco Domingo
Gerencia Operativa - Unidad
Proyecto Tercera

Capacitaciones en la labor, cargador y ayudante, Volcan SAA.



Anexo 7

Resultados del control de la perforación y voladura con el explosivo Emulnor 1000 y 3000



Anexo 8
Sismógrafo de marca White



Tomado de INTRIAL equipos Industriales