**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO**

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINAS Y METALURGICA**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**

**TESIS**

# IMPLEMENTACIÓN DEL DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MEJORAR EL AVANCE LINEAL EN LA GALERÍA 750 - NV1635 - COMPAÑÍA MINERA CAMBIO S. A., AREQUIPA - 2025

**PRESENTADO POR:**

Br. WILSON CHIRINOS RIO

**PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS**

**ASESOR:**

**Mgt**. RAIMUNDO MOLINA DELGADO

**CUSCO – PERU**

**2026**

# Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

## INFORME DE SIMILITUD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-321-2025-UNSAAC)

El que suscribe, el **Asesor** MGT. RAIMUNDO MOLINA DELGADO quien aplica el software de detección de similitud al trabajo de investigación/tesis titulada: IMPLEMENTACIÓN DEL DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MEJORAR EL AVANCE LINEAL EN LA GALERIA 750 - NV 1635 - COMPAÑIA MINERA CAMBIO S.A., AREQUIPA - 2025

Presentado por: WILSON CHIRINOS RIO DNI N° 74930683;
presentado por: ..... DNI N°: .....
Para optar el título Profesional/Grado Académico de INGENIERO DE MINAS

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 02 veces, mediante el Software de Similitud, conforme al Art. 6° del ***Reglamento para Uso del Sistema Detección de Similitud en la UNSAAC*** y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 6 **%.**

**Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación conducentes a grado académico o título profesional, tesis**

| Porcentaje | Evaluación y Acciones | Marque con una (X) |
|---|---|---|
| Del 1 al 10% | No sobrepasa el porcentaje aceptado de similitud. | X |
| Del 11 al 30 % | Devolver al usuario para las subsanaciones. | |
| Mayor a 31% | El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, conforme al reglamento, quien a su vez eleva el informe al Vicerrectorado de Investigación para que tome las acciones correspondientes; Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley. | |

Por tanto, en mi condición de Asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y **adjunto** las primeras páginas del reporte del Sistema de Detección de Similitud.

Cusco, 09 de Setiembre de 2026

Firma

Post firma RAIMUNDO MOLINA DELGADO

Nro. de DNI 23912083

ORCID del Asesor 0000-0003-0291-2700

**Se adjunta:**

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: **oid:** 27259:621770404

# WILSON CHIRINOS RIO

## IMPLEMENTACIÓN DEL DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MEJORAR EL AVANCE LINEAL EN LA GAL...

Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

### Detalles del documento

Identificador de la entrega
**trn:oid:::27259:621770404**

Fecha de entrega
**8 sep 2026, 11:30 a.m. GMT-5**

Fecha de descarga
**8 sep 2026, 11:36 a.m. GMT-5**

Nombre del archivo
**TESIS COMPLETA WILSON CHIRINOS 171610.docx**

Tamaño del archivo
**9.1 MB**

**101 páginas**

**9502 palabras**

**68.231 caracteres**

# 6% Similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para ca...

## Filtrado desde el informe

- Bibliografía
- Texto citado
- Texto mencionado
- Coincidencias menores (menos de 10 palabras)

## Fuentes principales

6% Fuentes de Internet
1% Publicaciones
5% Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

## Marcas de integridad

**N.º de alertas de integridad para revisión**

Los algoritmos de nuestro sistema analizan un documento en profundidad para buscar inconsistencias que permitirían distinguirlo de una entrega normal. Si advertimos algo extraño, lo marcamos como una alerta para que pueda revisarlo.

Una marca de alerta no es necesariamente un indicador de problemas. Sin embargo, recomendamos que preste atención y la revise.

## DEDICATORIA

A mis padres Andrés Corsino Chirinos Castro y Sixta Rio Monterroso, también a mi hermana mayor, por ser mi motivación y mi guía durante todo el tiempo necesario, a los que siempre estaré agradecido por su apoyo en la culminación de mis estudios y haber hecho posible esta meta.

WILSON CHIRINOS RIO

**AGRADECIMIENTO**

Primeramente, agradecer a la Universidad Nacional San Antonio Abad del cusco por darme esa oportunidad de formarme como profesional y agradecer también a mi asesor Ing. Raimundo Molina a quien hago llegar mi más sincero agradecimiento, por su entrega incondicional durante el desarrollo de este trabajo de investigación y a mi pareja María Rosa Arqque quien me ayudó en la ejecución de la tesis.

WILSON CHIRINOS RIO

# RESUMEN

La investigación tiene como objetivo analizar cómo influye la implementacion del diseño de perforación y voladura en la mejora del avance lineal en la galería 750 – Nivel 1635 de la Compañía Minera Cambio S.A. El estudio se desarrolló en la Unidad Minera Cambio S.A., específicamente en una galería paralela a la veta, ubicada en zona de estéril que tiene una longitud de 500 metro aproximadamente, donde se identificaron limitaciones operativas que afectaban el rendimiento del avance por ciclo. La investigación es de tipo aplicada, nivel explicativo y un diseño pre-experimental, bajo el enfoque cuantitativo, combinando el razonamiento inductivo-deductivo para el análisis de resultados.

La recolección de datos se realizó mediante observación directa en campo, evaluando los parámetros técnicos utilizados en el proceso actual de perforación y voladura: perforación con máquina Jackleg **,** taladros de 5 pies, brocas de 38 mm y 54 mm (rimadora), en una sección de 2.80 m x 2.80 m. Se analizó el diseño de la malla de perforación, el burden, espaciamiento, tipo de explosivo, y la secuencia de iniciación, con el fin de identificar oportunidades de mejora.

Como resultado, se propuso un diseño de perforación y voladura que fue implementado en pruebas comparativas en el mismo frente. Los resultados mostraron un incremento significativo en el avance lineal, una reducción en los costos y una reducción en los tiempos de ciclo. Este estudio demuestra que una adecuada planificación técnica y una mejora de los parámetros de voladura puede mejorar sustancialmente la productividad en minería subterránea, aportando una herramienta práctica para la mejora continua en operaciones similares.


Palabras claves: Implementación, Mejorar, Burden, Espaciamiento, Alivio

## ABSTRACT

This research aims to analyze how improvements to the drilling and blasting process influence linear advance in gallery 750 – Level 1635 of the CAMBIO S.A. Mining Company. The study was conducted at the CAMBIO Mining Unit, specifically in a gallery parallel to the vein, located in a waste rock area, where operational limitations affecting advance per cycle were identified. The research is applied, explanatory, and pre-experimental in design, employing the scientific method and combining inductive-deductive reasoning for results analysis.

Data collection was carried out through direct field observation, evaluating the technical parameters used in the current drilling and blasting process: jackleg drilling, 5-foot drills, and 38 mm and 54 mm (reaming) drill bits, in a 2.80 m x 2.80 m section. The drill pattern design, burden, spacing, explosive type, and initiation sequence were analyzed to identify opportunities for improvement.

As a result, a drilling and blasting design was proposed and implemented in comparative tests at the same face. The results showed a significant increase in linear advance, a reduction in costs, and a reduction in cycle times. This study demonstrates that proper technical planning and improved blasting parameters can substantially enhance productivity in underground mining, providing a practical tool for continuous improvement in similar operations.


Keywords: Implementation, Improvement, Burden, Spacing, Relief

**INDICE**

RESUMEN
ABSTRACT
INTRODUCCION ..... 1
CAPITULO I ..... 2
1. PROBLEMA DE INVESTIGACION ..... 2
1.1. CARACTERIZACION DEL PROBLEMA ..... 2
1.1.1. DESCRIPCION DEL PROBLEMA ..... 2
1.2. OBJETIVOS ..... 4
1.2.1. Objetivo General ..... 4
1.2.2. Objetivos específicos ..... 4
1.3. JUSTIFICACION ..... 5
1.4. HIPOTESIS ..... 5
1.4.1. Hipótesis General ..... 5
1.4.2. Hipótesis Específicos ..... 5
1.5. VARIABLES E INDICADORES ..... 6
CAPITULO II ..... 7
MARCO TEORICO ..... 7
2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN ..... 7
Antecedentes Internacionales: ..... 7
Antecedentes Nacionales: ..... 8
Antecedentes Locales: ..... 9
2.2. BASES TEORICAS ..... 11
2.2.1. Método de Holmberg para el diseño de perforación y voladura ..... 11
2.2.2. División de la sección según Holmberg ..... 12
2.2.3. Principio de diseño ..... 12
2.2.4. Parámetros considerados ..... 13
2.2.5. Diseño del arranque ..... 13
2.2.6. Diseño de los cuadrantes ..... 14
2.2.7. Diseño del contorno ..... 14
2.2.8. Diseño de perforación y voladura. ..... 14
2.2.9. Clasificación de Bieniawski RMR ..... 16
2.2.10. Índice de calidad de la roca RQD (1988) ..... 17

2.2.11. Perforación en minería subterránea ..... 18
2.2.12. Voladura Subterránea ..... 21
2.2.13. Parametros de explosivos (Propiedades Físico-Quimicas). ..... 22
2.2.14. Propiedades técnicas de lossexplosivossusados: ..... 23
2.2.15. Explosivos ..... 24
2.3. MARCO CONCEPTUAL: ..... 28
2.3.1. Avance Lineal ..... 28
2.3.2. Costo por disparo ..... 28
2.3.3. Frente soplado ..... 29
2.3.4. Frente anillado ..... 29
CAPITULO III ..... 30
3. METODOLOGIA DE INVESTIGACION ..... 30
3.1. TIPO DE ESTUDIO ..... 30
3.1.1. Nivel de investigación ..... 30
3.1.2. Tipo de investigación ..... 30
3.2. POBLACION Y MUESTRA ..... 31
3.3. DESCRIPCION DE LA UNIDAD MINERA CAMBIO S.A. ..... 31
3.3.1. INFORMACION GENERAL ..... 31
3.4. IMPLEMENTACIÓN DEL DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MEJORAR EL AVANCE LINEAL EN LA GALERIA 750 NV. 1635 ..... 34
3.4.1. Principales deficiencias: ..... 34
3.4.2. Diseño de malla de perforación anterior de la unidad minera cambio s.a. ..... 35
3.5. DESCRIPCIÓN DE DATOS Y CÁLCULOS DE LA IMPLEMENTACIÓN DE DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA ..... 38
3.5.1. Cálculo de RQD ..... 39
3.5.2. RMR Básico y corregido ..... 40
3.5.3. RMR básico y corregido-bieniaswski 1989 galería 750 NV 1635 ..... 41
3.5.4. determinación de parámetros de malla de perforación y voladura mediante la aplicación de las fórmulas de Holmberg. ..... 42
CAPITULO IV ..... 59
4.1. RESULTADOS Y DISCUSIONES ..... 59
4.1.1. Datos para el nuevo diseño de perforación y voladura: ..... 59
4.1.3 Análisis de la eficiencia de voladura ..... 68
4.1.4 Análisis del factor de potencia ..... 68

4.1.5 Análisis del factor de carga lineal ..... 69
4.1.6 Validación de hipótesis general ..... 70
4.2. DISCUSIONES ..... 70
CONCLUSIONES ..... 72
RECOMENDACIONES ..... 73
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS ..... 74
ANEXOS ..... 77

**INDICE DE TABLAS:**

Tabla 1: Variables e indicadores..... 6

Tabla 2: Interpretación de los valores de RMR, (Bieniawski, 019890)..... 16

Tabla 3: Clasificación de parámetros y sus valores (Bieniawski)..... 17

Tabla 4: Caracterización del macizo rocoso en formación de bloques. ..... 17

Tabla 5: Caracterización del macizo rocoso con el RQD. ..... 18

Tabla 6: Densidad de explosivos que contaba la empresa..... 22

Tabla 7: Datos del emulnor:..... 23

Tabla 8: Datos de dinamita: ..... 24

Tabla 9: Datos de la Unidad Minera Cambio S.A. ..... 32

Tabla 10: Itinerario de accesibilidad..... 34

Tabla 11: Taladros de malla anterior..... 36

Tabla 12: Consumo de explosivos en la voladura anterior ..... 36

Tabla 13: resultados parámetros en la voladura anterior ..... 38

Tabla 14: DATOS DEL CAMPO ..... 39

Tabla 15: RMR Básico y corregido..... 40

Tabla 16: RMR básico y corregido-bieniaswski 1989 galería 750 NV 1635..... 41

Tabla 17: Datos de la Nuevo diseño de perforación y voladura ..... 57

Tabla 18: Datos para el nuevo diseño de perforación y voladura:..... 59

Tabla 19 COMPARACION DE ANTES Y DESPUES..... 60

Tabla 20: comparacion en antes y despues tanto en avance y costos..... 63

Tabla 21: Gastos Unitarios ..... 64

Tabla 22: Gastos Unitarios ..... 65

Tabla 23: CUADRO COMPARATIVO DE COSTOS UNITARIOS ..... 66

Tabla 24: RESULTADOS DEL DISPARO CON EL NUEVO DISEÑO DE PERFORACION Y VOLADURA..... 67

# INTRODUCCION

En la minería subterránea, el proceso de perforación y voladura es una etapa clave del ciclo de minado, ya que define en gran medida la eficiencia en el desarrollo de labores. Un diseño deficiente en esta fase puede generar problemas como frente soplado, frente anillado o avances reducidos por tacos en el frente, afectando directamente la productividad y aumentando los costos operativos.

Uno de los indicadores más relevantes en este tipo de operación es el avance lineal, que representa la longitud efectivamente excavada por ciclo de trabajo. Este parámetro depende de múltiples factores técnicos, como el diseño de la malla de perforación, el tipo de explosivo, el espaciamiento y la secuencia de iniciación. Por ello, la mejora del diseño de perforación y voladura resulta fundamental para mejorar el rendimiento y asegurar el cumplimiento de los cronogramas de desarrollo.

La investigación tiene como objetivo implementar un diseño de malla de perforación y voladura para mejorar el avance lineal en la galería 750 -NV. 1635 de la Unidad minera Cambio S.A..

La presente tesis se encuentra estructurado por cuatro capítulos: en el capítulo I, se desarrolla el planteamiento del problema, los objetivos; la justificación y los alcances de la investigación; en el capítulo II, se presenta el marco teórico, donde se abordan los fundamentos del diseño de perforación y voladura, así como los conceptos relacionados al avance lineal; en el capítulo III, se describe la metodología de la investigación, incluyendo el tipo, nivel y diseño, asi como las técnicas e instrumentos de recolección de datos; en el capítulo IV, se exponen los resultados obtenidos y su respectivo análisis comparativo antes y después de la implementación del diseño propuesto también sus conclusiones y recomendaciones.

# CAPITULO I

# 1. PROBLEMA DE INVESTIGACION

## 1.1. CARACTERIZACION DEL PROBLEMA

### 1.1.1. DESCRIPCION DEL PROBLEMA

En minería subterránea, el proceso de perforación y voladura es la actividad más fundamental dentro del ciclo de minado, debido a su influencia directa al avance lineal y la eficiencia operativa. Un diseño inadecuado de malla de perforación y una incorrecta distribución de la carga explosiva generan deficiencias en el rendimiento del disparo, afectando el desarrollo de la galería.

En la galería 750 Nivel 1635 de la Unidad Miera Cambio S.A. se ha identificado diversas problemáticas relacionadas con el proceso de perforación y

voladura que limitan el avance lineal por ciclo. Entre los principales problemas se encontraron la presencia de frente soplado, frente anillado, tacos los cuales son ocasionados por insuficiencia carga explosiva en los taladros, por una mala distribución de los taladros y/o por exceso uso de explosivos.

Estas deficiencias evidencian la falta del diseño técnico mejorado en perforación y voladura, que considere parámetros adecuados como el Burden, espaciamiento y distribución de carga. Como consecuencia, se obtiene una baja eficiencia en el avance lineal y un inadecuado aprovechamiento de los recursos.

En este contexto, surge la necesidad urgente de una implementación y estandarización de un diseño de malla de perforación y voladura que permita mejorar el avance lineal en la galería 750 Nv. 1635, para mejorar la eficiencia del ciclo de minado, reduciendo costos y garantizando condiciones operativas más controladas.

### 1.1.2. FORMULACION DEL PROBLEMA

#### 1.1.2.1. Problema General

¿En qué medida la implementación de un diseño de perforación y voladura mejora el avance lineal de la Galería 750, Nivel 1635, en la Compañía Minera Cambio S.A.?

#### 1.1.2.2. Problemas especificas

1. ¿Cuáles son las características geomecánicas del macizo rocoso y los parámetros de diseño de la labor que influyen en el avance lineal de la Galería 750, Nivel 1635, en la Compañía Minera Cambio S.A.?

2. ¿Cuáles son los parámetros óptimos de perforación y voladura que permiten incrementar el avance lineal de la Galería 750, Nivel 1635, en la Compañía Minera Cambio S.A.?

3. ¿Cuál es la diferencia en los costos unitarios de perforación y voladura antes y después de la implementación del diseño propuesto en la construcción de la Galería 750, Nivel 1635, en la Compañía Minera Cambio S.A.?

## 1.2. OBJETIVOS

### 1.2.1. Objetivo General

Implementar un diseño de perforación y voladura para mejorar el avance lineal de la Galería 750, Nivel 1635, en la Compañía Minera Cambio S.A.

### 1.2.2. Objetivos específicos

- Determinar las características geomecánicas del macizo rocoso y los parámetros de diseño de la labor, que influyen en el avance lineal de la Galería 750, Nivel 1635en la Compañía Minera Cambio S.A.
- Establecer los parámetros óptimos de perforación y voladura que permitan incrementar el avance lineal de la Galería 750, Nivel 1635, en la Compañía Minera Cambio S.A.
- Comparar los costos unitarios de perforación y voladura antes y después de la implementación del diseño propuesto en la construcción de la Galería 750, Nivel 1635, en la Compañía Minera Cambio S.A., para evaluar su impacto económico.

## 1.3. JUSTIFICACION

La presente investigación se justifica por la necesidad de mejorar las operaciones de perforación y voladura en la galería 750 Nv. 1635, debido a que estas actividades constituyen una de las etapas más importantes del ciclo de minado en minería subterránea. Actualmente, las deficiencias en el diseño de la malla de perforación y voladura vienen afectando el avance lineal de la labor, generando sobrecostos y menor productividad.

Desde el punto de vista operativo, la implementación de un diseño técnico adecuado de perforación y voladura permitirá incrementar el rendimiento de los disparos y alcanzar avances más cercanos a los programados. Esto contribuirá a mejorar el ciclo de minado y reducir tiempos improductivos.

Desde el punto de vista económico, la investigación permitirá identificar parámetros adecuados de diseño, tales como burden, espaciamiento y distribución del explosivo, con la finalidad de reducir el consumo innecesario de materiales, minimizar los costos asociados a la perforación y voladura.

## 1.4. HIPOTESIS

### 1.4.1. Hipótesis General

La implementación de un diseño de perforación y voladura mejora significativamente el avance lineal de la Galería 750, Nivel 1635, en la Compañía Minera Cambio S.A.

### 1.4.2. Hipótesis Específicos

- Las características geomecánicas del macizo rocoso y los parámetros de diseño de la labor permiten definir un diseño de perforación y voladura que favorece el

incremento del avance lineal de la Galería 750, Nivel 1635, en la Compañía Minera Cambio S.A.

- El establecimiento de parámetros óptimos de perforación y voladura incrementa significativamente el avance lineal de la Galería 750, Nivel 1635, en la Compañía Minera Cambio S.A.
- La implementación del diseño de perforación y voladura reduce los costos unitarios de perforación y voladura en la construcción de la Galería 750, Nivel 1635, en la Compañía Minera Cambio S.A.

## 1.5. VARIABLES E INDICADORES

*Tabla 1: Variables e indicadores*

| **VARIABLES INDEPENDIENTE** | **Definición conceptual** | **DIMENSION** | **INDICADORES** |
|---|---|---|---|
| Diseño de perforación y voladura | La perforación y voladura, es parte del proceso de las operaciones mineras, el cual se encarga de realizar la explotación del macizo rocoso de manera controlada, de tal modo que se pueda generar frentes de avance para la extracción del mineral. | Parametros Geomecánicos | ▪ Calidad de roca, RMR, Q<br>▪ Diseño |
| | | Parametros de perforación | ▪ Diámetro del taladro<br>▪ Longitud de taladro<br>▪ Distribución de taladros<br>▪ Número de taladros<br>▪ Espaciamiento<br>▪ Burden, kpis |
| | | Parametros de Voladura | ▪ Volumen de roca a volar m3<br>▪ Distribución de carga explosiva<br>▪ Longitud de taco cm<br>▪ Secuencia de encendido<br>▪ Kpis. |
| **VARIABLE DEPENDIENTE** | **Definición conceptual** | **DIMENSION** | **INDICADORES** |
| mejora del Avance Lineal | Es la forma de medición por la cual podemos determinar que mejoras que obtuvieron a través de las estrategias ejecutadas, basándonos en la cantidad producida, el tiempo utilizado y los recursos consumidos. | Factor de avance | ▪ **Kg/m** |
| | | Longitud de avance | ▪ **m/disparo** |
| | | Costos: antes y después | ▪ **$** |

Nota: Elaboración Propia

# CAPITULO II

# MARCO TEORICO

## 2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

**Antecedentes Internacionales:**

En el trabajo de investigación realizado por Kleber P. Z. (2021), en su tesis titulada "Optimización del proceso de perforación y voladura en una mina dedicada a la extracción metálica a pequeña escala en la comunidad la Fortuna, Ponce Enríquez (Ecuador)"; Objetivo General: Optimizar el proceso de perforación y voladura efectuado en la sociedad Minera "Los Caprichosos Reina del Rosario", a través de la implementación del modelo matemático de Holmberg para el mejoramiento de los aspectos económicos, productivos y operativos implicados en el avance de las galerías.; conclusión: Con el fin de optimizar el proceso de perforación y voladura de la empresa, mejorando el avance en los frentes de explotación, reduciendo costos y riesgos, se diseño una malla de

perforación en base al método de Holmberg. Tras haber realizado el proceso metodológico, mostrando los resultados y análisis de los hallazgos obtenidos se concluyo que mejora el avance en los frentes de explotación 9.66% más avance por frente y un ahorro de $18.06 por frente dado la mejora del avance.

El trabajo de investigación realizado por Joseph A. O. (2023), en su tesis titulada " Optimización del diseño de malla de perforación subterránea en el frente de avance 70 de la mina PROMINE, Camilo Ponce Enríquez – Azuay (Ecuador)"; objetivo general: optimizar la malla de perforación subterránea del frente de avance 70 de la mina PROMINE; resultado: Las nuevas mallas de perforación y voladura han tenido buenos resultados, demostrando que existe una mayor eficiencia con respecto al avance de explotación Arias Ochoa 69 en el frente de trabajo, con un ahorro significativo al usar una menor cantidad de explosivos y generando menor tamaño de escombros, dando como resultados favorables con respecto a la técnica utilizada, factores ambientales y económicos; conclusión: con el diseño de los patrones de perforación y voladura adecuados la nueva malla para la mina PROMINE, se determinó que un diámetro de 2 pulgadas, genera una cantidad de 32 barrenos, consumiendo un total de 34,08 kg de sustancia explosiva, manejando en la carga de columna y de fondo únicamente ANFO, lo cual provoca un desprendimiento de volumen de arranque de 8,87 m3 , con un avance de 1,91 m, llegando a una eficiencia del 94%.

**Antecedentes Nacionales:**

En el trabajo de investigación de Efrain S. J. (2024), en su tesis titulada "Diseño de malla de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance lineal de la Rampa 922 de la Unidad de Empresa Administradora Ticlio (Perú); Objetivo General: Determinar de que manera la nueva alternativa del diseño

de malla de perforación y voladura influirá en el progreso de eficiencia de avance lineal de la rampa negativa 922 de la zona Este de la Empresa Administradora Ticlio; Metodologia: Es un trabajo nivel descriptivo con un enfoque cuantitativo; conclusiones: se concluyo como resultado final de la investigación realizada con la nueva alternativa para diseñar la malla de perforación y voladura se obtuvo mejoras en la eficiencia del avance lineal dando como resultado promedio en porcentaje del 96% con la nueva comparado con la anterior al 91% logrando una eficiencia de avance lineal de 5%.

En el trabajo de investigación de Luis Y. O. (2024), en su tesis titula d "Implementación de la perforación y voladura para mejorar los parámetros de avance en la ejecución de la galería 706 - W en la minera magistral de Huaraz S.A.C.,Cerro de Pasco, 2024 (Peru); objetivo general: mejorar los parámetros de avance en la ejecución de la galería 706-W con la implementación de la perforación y voladura ;metodología: es un trabajo descriptivo, método considerado para el procesamiento de la investigación es lógico; resultados: los datos de perforación y voladura fueron 38 taladros, con dos taladros de alivio e una sección de 3.5m x 3.5m con una eficiencia de 88.88%; conclusión: Con la implementación de la perforación y voladura para mejorar los parámetros de avance en la ejecución de la galería 706-W en la minera Magistral de Huaraz S.A.C. se concluye que con el cambio de la longitud de barreno de 6' a 8' se mejoró los rendimientos del avance lineal de 1.48 m. a 2.21 m.

**Antecedentes Locales:**

En el trabajo de investigación por Jhonatan M. C. (2025), en su tesis titulada "evaluación técnico económica de la perforación y voladura en la construcción de galerías, U.M. islay – CIA. minera Volcan S.A.A. – cerro de pasco, Cusco, 2025; objetivo general: Evaluar la influencia del diseño y ejecución de galerías sobre la

eficiencia técnica y económica de las operaciones de perforación y voladura; metodología: mixto con carácter descriptivo, evaluativo y correlacional; resultado: El costo de producción real es de $1,811,166, mientras que el costo teórico en una situación optimizada es de $1,173,784, se espera una reducción de $637,382 de costo reducido debido a las variaciones en la producción; conclusión: La mejora en el diseño y construcción de galerías generó una diferencia notable en los costos y rendimientos de la U.M. Islay, el costo previo en voladura fue de 64.28 $/m, el costo optimizado es de 53.11 $/m con una reducción de cartuchos Emulex tanto de 45%, 65% y 80%. El factor de Carga = 1.23kg/m3. Se estableció un factor de potencia equivalente a 0.48 kilogramos por tonelada métrica (Kg/TM), un valor que refleja la cantidad de energía requerida para el proceso específico, sirviendo como un indicador clave para evaluar la eficiencia energética y el rendimiento operativo dentro del sistema minero. Asimismo, el costo inicial asociado a las operaciones de perforación fue de 66.88 dólares por metro lineal, mientras que, tras la implementación del rediseño de la malla reduciendo el número de taladros de 36 a 32, se logró mejorar dicho costo a 61.04 dólares por metro, evidenciando una mejora económica significativa sin comprometer la calidad operativa.

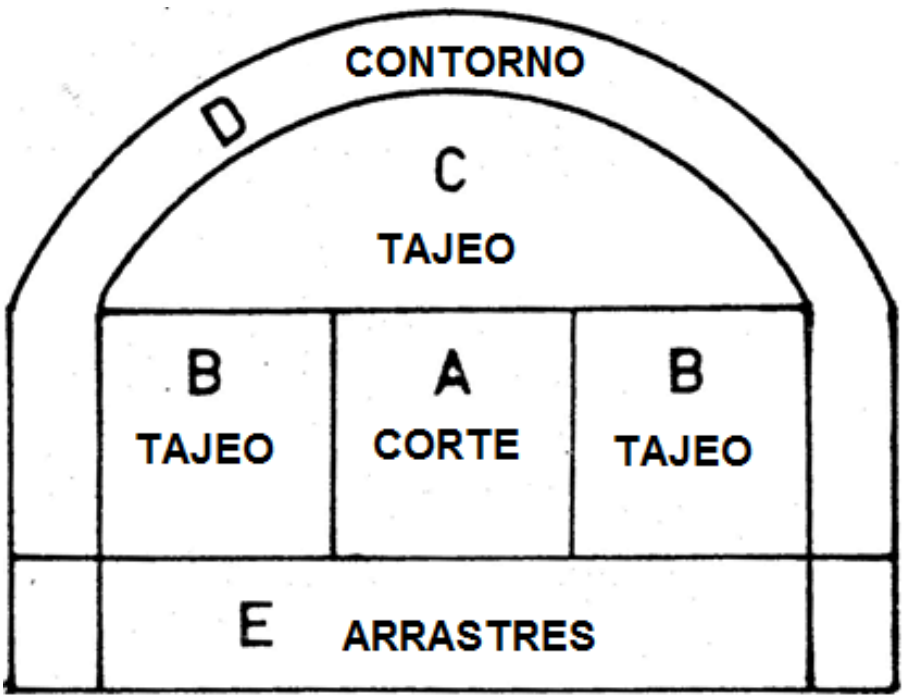
En el trabajo de investigación por Jefri Q. D. (2024), en su tesis titulada "Rediseño de la malla de perforación y voladura para mejorar el avance lineal en la veta buenos aires de la mina Chalhuane – Arequipa; Objetivo General: Determinar la influencia del rediseño de malla de perforación y voladura en el avance lineal y su respectivo costo de la veta Buenos Aires, Chalhuane; conclusión: Con el rediseño de la malla de perforación y voladura en la veta buenos aires, se logra un avance de 2.21m por disparo y logrando un mejor avance lineal, reduciendo los costos totales por metro de avance en un 15.76% (31.45US).

## 2.2. BASES TEORICAS

### 2.2.1. Método de Holmberg para el diseño de perforación y voladura

Según Holmberg, (1982) el método constituye un procedimiento empleado para el diseño de perforación y voladura en excavaciones subterráneas, especialmente en labores de sección reducida y media. El método permite determinar de manera sistemática los principales parámetros geométricos y de carga de los taladros, considerando las características de la sección a excavar, las propiedades del macizo rocoso, las características del explosivo y las condiciones de perforación.

La metodología parte de la división de la sección de excavación en diferentes zonas de influencia, debido a que las condiciones de rotura de la roca no son iguales en toda la sección. En consecuencia, el diseño se realiza de manera progresiva desde el arranque o corte hacia el contorno de la excavación.




Nota: Secciones de A-E, según Holmberg.

### 2.2.2. División de la sección según Holmberg

Para el diseño de una malla de perforación mediante el método de Holmberg, la sección de la excavación se divide principalmente en las siguientes zonas:

1. **Arranque o corte (Cut):** corresponde a la zona central de la sección y tiene como finalidad generar una cara libre inicial que permita la salida de los demás taladros.
2. **Primer cuadrante:** se encuentra alrededor del arranque y su función es ampliar progresivamente la cavidad generada por el corte.
3. **Segundo, tercer y cuarto cuadrante:** permiten continuar la fragmentación y expansión de la cara libre hacia las partes exteriores de la sección.
4. **Ayudas o taladros auxiliares:** contribuyen a completar la rotura entre el arranque y las zonas periféricas.
5. **Contorno:** comprende los taladros ubicados en la corona y hastiales. Su diseño busca obtener una geometría final adecuada de la excavación, reduciendo el sobrequiebre y el daño al macizo rocoso.

De esta manera, la distribución de los taladros no se realiza de forma uniforme en toda la sección, sino que cada zona posee parámetros de perforación y carga determinados de acuerdo con su función dentro de la secuencia de voladura.

### 2.2.3. Principio de diseño

El principio fundamental del método consiste en generar y ampliar progresivamente una cara libre. El arranque constituye la primera zona en romperse y crea el espacio necesario para que los taladros siguientes puedan desplazar la roca hacia dicho espacio.

Los parámetros geométricos de cada zona se determinan considerando principalmente el diámetro del taladro, longitud de perforación, características del explosivo, condiciones del macizo rocoso, desviación de perforación y geometría de la excavación.

### 2.2.4. Parámetros considerados

Entre los principales parámetros que intervienen en el diseño mediante Holmberg se encuentran:

- Sección de la excavación.
- Longitud de perforación.
- Diámetro de perforación.
- Diámetro de los taladros de alivio.
- Burden.
- Espaciamiento.
- Desviación de perforación.
- Propiedades y concentración del explosivo.
- Factor de carga.
- Número de taladros.
- Distribución de los taladros.
- Secuencia de salida.
- Condiciones geomecánicas del macizo rocoso.

### 2.2.5. Diseño del arranque

El arranque constituye la zona más importante del diseño debido a que debe generar la primera superficie libre. Para ello, Holmberg considera el empleo de taladros de alivio, los cuales permanecen sin carga y proporcionan el espacio necesario para que los taladros cargados puedan fragmentar y desplazar la roca.

La geometría del arranque depende principalmente del diámetro de perforación, diámetro de los taladros de alivio, número de taladros y distancia entre ellos. Una

adecuada configuración del arranque permite mejorar la eficiencia de la voladura y favorecer el avance de la excavación.

### 2.2.6. Diseño de los cuadrantes

Una vez definido el arranque, se procede al diseño de los cuadrantes. En cada zona se determina el burden y espaciamiento correspondiente, considerando que la cara libre disponible cambia progresivamente durante la voladura.

El diseño de los cuadrantes tiene como finalidad ampliar la abertura generada por el arranque hasta alcanzar las dimensiones requeridas de la excavación. Por esta razón, los parámetros geométricos deben ser calculados individualmente para cada zona y no simplemente replicados en toda la sección.

### 2.2.7. Diseño del contorno

Los taladros de contorno tienen la función de definir la geometría final de la excavación. Estos se distribuyen a lo largo de la corona y los hastiales, buscando limitar el daño ocasionado por la voladura al macizo rocoso circundante.

En esta zona adquiere importancia el control de la energía del explosivo y la separación entre taladros, debido a que una concentración excesiva de energía puede producir sobre excavación, mientras que una distribución inadecuada puede generar irregularidades en el perfil de la labor.

### 2.2.8. Diseño de perforación y voladura.

Este tipo de configuración de diseño se trata de un grupo de taladros dispuestos para la adecuada perforación de un frente, estos diseños deben contar con un perfil geométrico que considere las simetrías adecuadas, así como las direcciones,

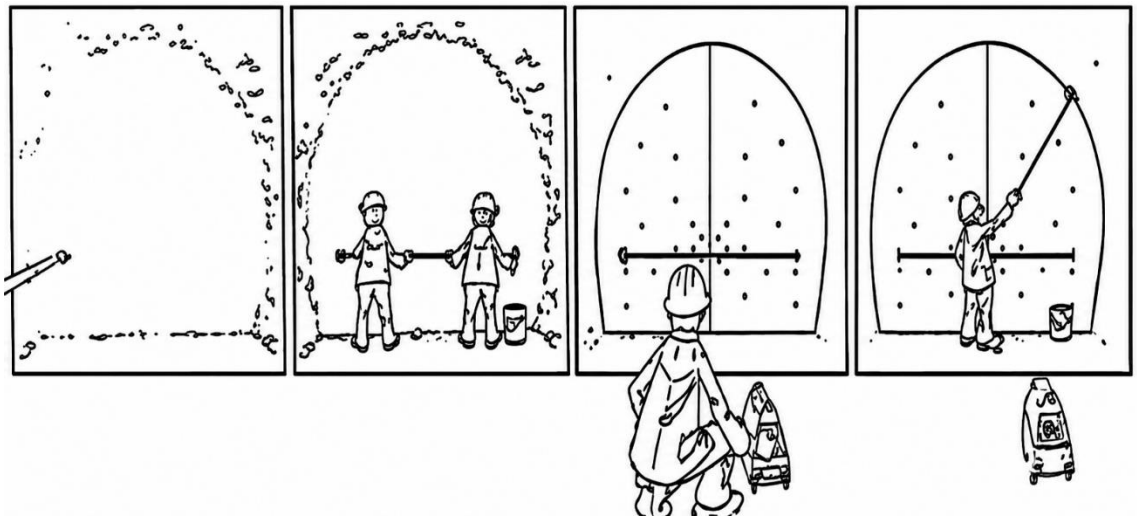
inclinaciones, la ubicación y determinadas profundidades establecidas. El objetivo de este tipo de diseños para garantizar perforaciones eficientes es para lograr una reducción de los gastos en cuanto a actividades de perforación, como lo menciona Carcedo, (1994).

Estos deben incluir el costo operativo de la perforadora, el calculo de desgaste de aceros de perforación. Además, también se deben incluir el costo asociado a la voladura en el que se incluye el material explosivo.

En términos técnicos se trata de una forma de distribuir la energía que se encuentra almacenada en los explosivos y confinada en los taladros. En estas circunstancias se debe considerar principalmente las relaciones entre los espaciamientos y el burden, así como la profundidad de los taladros que se encuentra vinculada directamente a los aspectos anteriores. Comúnmente, en las labores a niveles subterráneos una sola cara puede recibir varias perforaciones, De estas secciones perforadas la principal es la que permitirá la abertura de una cara libre que se denomina arranque y su importancia se debe a que esta sección es indispensable para alcanzar una óptima labor de voladura. En caso que no se logre un nivel óptimo en el arranque en resultado será una voladura deficiente. Las secuencias para el inicio de la malla pueden ser simultáneas o rotativas. La experiencia indica que una configuración rotativa es más efectiva en este tipo de labores. El objetivo de este tipo de disparos es determinar un lugar que permita la salida del material. Es por este motivo que este método se hace adecuado para una labor minera en un nivel subterráneo debido a que las caras libres en los frentes de ataque son escasas y como máximo se puede contar con dos.

Para el diseño de la malla de perforación es importante tener el punto dirección y la gradiente con que se está realizando la galería con esos dos datos se inicia a trazar la malla de perforación.

*Figura 1:* Pasos para marcar punto dirección y gradiente de la galería 750



*Nota: (elaboración propia)*

### 2.2.9. Clasificación de Bieniawski RMR

Es un sistema que ayuda clasificar la roca según el macizo rocoso donde pone valor de 0 hasta 100 puntos.

*Tabla 2: Interpretación de los valores de RMR, (Bieniawski, 1989 )*

| Descripción | RMR | Clase de Macizo Rocos |
|---|---|---|
| Roca muy buena | 81 – 100 | I |
| Roca buena | 61 – 80 | II |
| Roca regular | 41 – 60 | III |
| Roca mala | 21 – 40 | IV |
| Roca muy mala | 0 – 20 | V |

*Nota: Bienawski (1989)*

*Tabla 3: Clasificación de parámetros y sus valores (Bieniawski)*

| Clasificación de parámetros y sus valores (Bieniawski) | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| parametro | | escala de valores | | | | | | |
| Resistencia de la Roca inalterada | Indice de la carga de la punta | >8MPa | 4-8 Mpa | 2-4 Mpa | 1-2 Mpa | Para esta escala tan baja se prefiere la prueba de la resistencia | | |
| | Resistencia a la compresión | >200MPa | 100-200 Mpa | 50-100 Mpa | 25-50 Mpa | 10-25 Mpa | 3-10 Mpa | 1-3 Mpa |
| Valuación | | 15 | 12 | 7 | 4 | 2 | 1 | 0 |
| Indice de calidad de la Roca,RQD | | 90% - 100% | 75% - 90% | 50% - 75% | 25% - 50% | < 25% | | |
| Valuación | | 20 | 17 | 13 | 8 | 3 | | |
| Espaciamiento de las juntas | | > 3m | 1 - 3m | 0.3 - 1m | 50 - 300mm | < 50mm | | |
| Valuación | | 30 | 25 | 20 | 10 | 5 | | |
| Estado de las discontinuidades | | Superficie muy rugosa, sin continuidad, sin separación.Bordes sanos y duros | Superficies algo rugosas, separación < 1mm paredes de roca dura | Superficies algo rugosas, separación < 1mm paredes de roca suave | Superficies pulidas o relleno < 5mm o fisuras abiertas 1-5 mm fisuras continuas | Relleno blando < 5 mm o fisuras abiertas < 5 mm fisuras continuas | | |
| Valuación | | 25 | 20 | 12 | 6 | 0 | | |
| Aguas subterraneas | Cantidad de infiltración por 10m de tunel | Ninguna | | < 25 litros/min | 25 - 125 litros/min | > 125 litros/min | | |
| | Relación presión agua relación esfuerzo principal mayor | Cero | | 0.0 - 0.2 | 0.2 - 0.5 | > 0.5 | | |
| | Situacion general | Totalmente seco | | Solo humedo (agua de intersticios) | Ligera presión de agua | Serios problemas de agua | | |
| Valuación | | 10 | | 7 | | 0 | | |

*Nota:* Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications*. Wiley

### 2.2.10. Índice de calidad de la roca RQD (1988)

Es un sistema que ayuda en la investigación con la estabilidad del macizo rocoso en el lugar y es a partir de las fracturas encontradas dentro de una determinada área.

*Tabla 4: Caracterización del macizo rocoso en formación de bloques.*

| **JV** | **Características del macizo rocoso** |
|---|---|
| <1 | Bloques masivos |
| 1 – 3 | Bloques grandes |
| 3 – 10 | Bloques tamaño medio |
| 10 – 30 | Bloques Pequeños |
| >30 | Bloques muy pequeños |

*Nota: Barton, N., Líen, R. y Lunde, J. (1988).*

RQD = 115 – 3.3Jv……. (%)

$$Jv = \frac{n°J1}{L1} + \frac{n°J2}{L2} + \frac{n°J3}{L3}$$

n°Ji: Número de discontinuidades.

Li: Longitud media.

Jv: Número de Juntas en un metro cubico.

*Tabla 5: Caracterización del macizo rocoso con el RQD.*

| RQD (%) | Calidad de Roca |
|---|---|
| 0 – 25 | La roca es muy mala |
| 25 – 50 | La roca es mala |
| 50 – 75 | La roca es media |
| 75 – 90 | La roca es buena |
| 90 – 100 | La roca es muy buena |

*Nota: Barton, Líen y Lunde (1988).*

### 2.2.11. Perforación en minería subterránea

Se define como la acción de realizar taladros que son como agujeros para poder generar cara libre o para poder ingresar explosivos con el fin de romper la roca. En minería subterráneas utilizan maquinas como el jackleg para poder realizar los taladros quien funciona con aire presión, como lo menciona EXSA S.A., (2021)

Los componentes importantes en una perforación en mina subterránea son la maquina jackleg, el barreno normalmente es 5 pies y brocas cónicas esos 3 elementos trabajan juntos para poder realizar los taladros.

El proceso de la perforación se cumple con los siguientes:

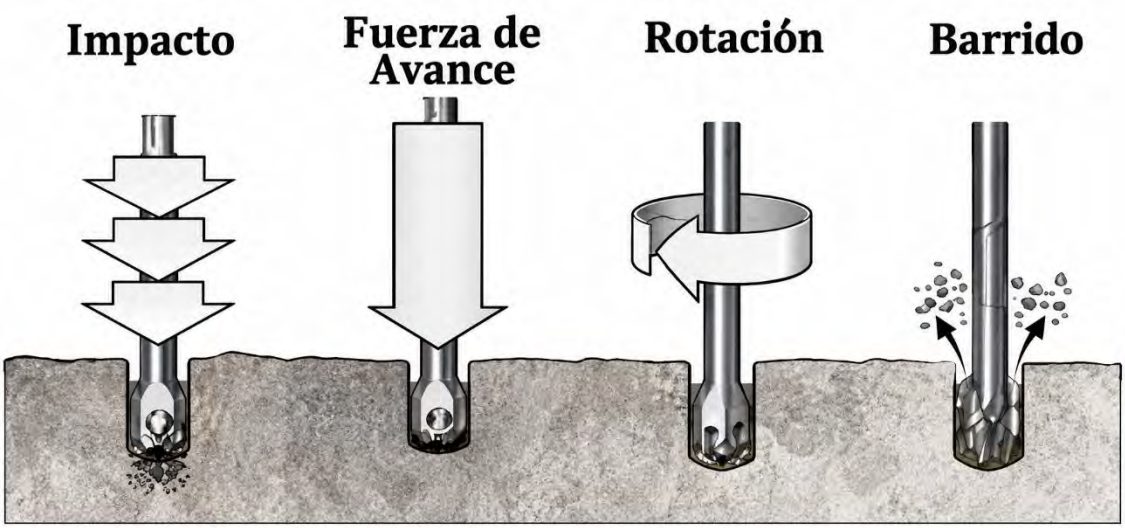
***a) Percusión.*** Es cuando el pistón genera golpes que viajan como ondas de choque y son transferidos a la broca cónica a través del varillaje.

***b) Rotación.*** Es la acción de rotar que realiza la broca junto al barreno utilizado para poder perforar junto a la percusión.

***c) Empuje/Avance.*** Es la fuerza que realiza la maquina jackleg para poder avanzar con la ayuda de aire comprimido.

***d) Barrido.*** Es la acción que permite extraer los detritos de los taladros al momento de perforar.

*Figura 2: Los principios de perforación*




*Nota: Exsa 2004*

**2.2.8.1. Componentes principales de un sistema de perforación.**

Para tener un taladro perforado de buenas condiciones se va a requerir de lo siguiente:

a) ***La Máquina Perforadora.*** Es la maquina principal que funciona con aire comprimido que está constituido por 3 partes principales el cabezal, el cilindro y frontal. Normalmente se usa la marca RNP, como lo menciona AUGUST, (2026).

*Figura N° 3. Maquina Jackleg RNP*

*Nota: Fotografía tomada por el autor durante el trabajo de campo en la galería 750 – Nivel 1635, Compañía Minera CAMBIO S.A. (2026).*

b) ***Las Brocas.*** Que sobre ella se ejerce la energía a la roca. Son las herramientas cortantes de acero altamente férreo al impacto, reforzados en sus filos con insertos de material muy duro férreos a la abrasión producidos con Carburo de tungsteno, como lo menciona AUGUST, (2026)

*Figura N° 4. Brocas cónicas de 38mm*

*Nota: Fotografía tomada por el autor durante el trabajo de campo en la galería 750 – Nivel 1635, Compañía Minera CAMBIO S.A. (2026).*

c) ***Barras.*** Que es el medio de transmisión de esa energía. Son varillas de acero acoplables que transfiere el impacto del martillo hacia la broca, ubicada en uno de sus extremos, las barras pueden ser hexagonales, rígidas, tubulares ,etc. y su acoplamiento de rosca corrida, cono roscado, cono de embone liso, como menciona AUGUST, (2026)

d) ***Barrido***. Es la limpieza que se realiza durante la perforación que tiene como función extraer los detritos de los taladros, como lo menciona AUGUST, (2026)

**2.2.8.2. Esquema de perforación**

La perforación y voladura en frentes subterráneos se caracteriza por la ausencia inicial de caras libres, salvo la correspondiente al propio frente de ataque. En este contexto, el principio fundamental de ejecución consiste en generar, mediante los taladros de arranque, un espacio vacío inicial que actúe como cara libre artificial, hacia la cual se dirija la fragmentación producida por las cargas explosivas del resto de la sección, como lo menciona AUGUST, (2026)

**2.2.12. Voladura Subterránea**

La voladura de rocas en minería subterránea es la última actividad que se realiza al finalizar una jornada de trabajo donde influyen mucho los explosivos usados y la misma perforación el diseño y el paralelismo. Los cuales son los principales problemas cuando un disparo falla, como lo menciona AUGUST, (2026)

Existe un procedimiento a seguir en la Unidad minera Cambio S.A. donde debe seguirse paso a paso las actividades conocido como PETS un documento donde esta especificado cada paso a realizarse en la actividad. Minas, (2016)

Los mejores resultados que se esperan en una perforación y voladura son el avance lineal en cada disparo, siendo ese el propósito principal en una galería en roca esteril.

### 2.2.13. Parametros de explosivos (Propiedades Físico-Quimicas).

**Densidad**: En necesario conocer la densidad del explosivo que se usara en la voladura que se va realizar. Normalmente en la galería se usaron emulnor de 5000, dinamita de 65 y ANFO. El estudio se realizó usando explosivo emulnor de 5000.La densidad es el peso del explosivo por unidad de volumen, expresada en gramos por centímetro cúbico, como lo menciona FAMESA, (2023)

*Tabla 6: Densidad de explosivos que contaba la empresa.*

| TIPO DE EXPLOSIVO | DENSIDAD (gr/cm3) | Resistencia al agua |
|---|---|---|
| Semigelatina 45 | 1.12 | Buena |
| Semigelatina 65 | 1.14 | Muy Buena |
| Semigelatina 80 | 1.16 | Muy Buena |
| Emulnor 500 | 0.9 | Excelente |
| Emulnor 1000 | 1.13 | Excelente |
| Emulnor 3000 | 1.14 | Excelente |
| Emulnor 5000 | 1.16 | Excelente |

Nota: (Famesa explosivos)

**Resistencia al agua**: Después de usar los explosivos se llego a concluir que hay explosivos que son resistente al agua y otro no como: La dinamita no es resistente al agua en cambio el emulnor si lo es, como lo menciona la ficha técnica de FAMESA, (2023).

### 2.2.14. Propiedades técnicas de los explosivos usados:

*Tabla 7: Datos del emulnor:*

| | | EMULNOR 500 | EMULNOR 1000 | EMULNOR 3000 | EMULNOR 5000 |
|---|---|---|---|---|---|
| Densidad relativa (g/cm3) | | 0,90 ± 0,15 | 1,13 ± 0,1 | 1,14 ± 0,1 | 1,16 ± 0,1 |
| Velocidad de detonación (m/s) | Confinado (*) | 4400 ± 300 | 5800 ± 300 | 5700 ± 300 | 5500 ± 300 |
| | s/confinar (**) | 3500 ± 300 | 4500 ± 300 | 4400 ± 300 | 4200 ± 300 |
| Presión de detonación ( kbar ) | | 44 | 95 | 93 | 88 |
| Energía (kcal/kg) | | 628 | 785 | 920 | 1010 |
| Volumen normal de gases (L/kg) | | 952 | 920 | 880 | 870 |
| Potencia relativa en peso*** (%) | | 70 | 87 | 102 | 112 |
| Potencia relativa en volumen *** (%) | | 77 | 120 | 142 | 159 |
| Sensibilidad al fulminante | | N° 8 | N° 8 | N° 8 | N° 8 |
| Resistencia al agua | | Excelente | Excelente | Excelente | Excelente |
| Categoría de humos | | Primera | Primera | Primera | Primera |

Nota: Ficha técnica de Famesa 2024

Según la ficha técnica de los explosivos el explosivo a usar tiene como densidad 1,16 g/cm3 dato que se usara al usar las formulas para calcular la cantidad de cartuchos por taladro.

*Tabla 8: Datos de dinamita:*

| | | DINAMITA FAMESA SEMIGELATINA 45 | DINAMITA FAMESA SEMIGELATINA 65 | DINAMITA FAMESA SEMIGELATINA 80 |
|---|---|---|---|---|
| Densidad relativa (g/cm3) | | 1,12 ± 0,1 | 1,14 ± 0,1 | 1,16 ± 0,1 |
| Velocidad de detonación (m/s) | Confinado (*) | 5200 ± 300 | 5400 ± 300 | 5600 ± 300 |
| | s/confinar(**) | 3500 ± 300 | 3700 ± 300 | 3900 ± 300 |
| Presión de detonación (kbar) | | 76 | 83 | 91 |
| Potencia relativa en peso *** (%) | | 65 | 70 | 75 |
| Fuerza arg (mm) | | 22 | 22 | 23 |
| Volumen normal de gases (l/kg) | | 880 | 910 | 920 |
| Resistencia al agua | | Buena | Buena | Buena |
| Categoría de humos | | Clase I | Clase I | Clase I |

Nota: Ficha tecnica de FAMESA 2023

### 2.2.15. Explosivos

Son compuestos en estado sólido o mezclas de sustancias. Líquido o gas que puede transformarse en gas y productos condensados en un período de tiempo muy corto, del orden de microsegundos, por reacciones químicas de oxidación-reducción, cuyo volumen es convertido en una masa de gas a una temperatura muy elevada, lo que resulta en una presión muy alta alcanzada. FAMESA, (2023)

- **Dinamita:** Según la guía de FAMESA, la dinamita de 65 es un explosivo fabricado a base de Nitroglicerina y es sensible al Fulminante Común No 6, presenta un alto poder rompedor y su resistencia al agua dependerá del tipo de dinamita. Se emplea en todo tipo de trabajos de voladura en minería superficial, subterránea y obras civiles, utilizándose con éxito en rocas de

dureza intermedia a dura, proporcionando buenos resultados en cuanto a la fragmentación.

El rango de temperatura de manipulación de la DINAMITA FAMESA es de 0°C hasta 40°C. como lo menciona FAMESA, (2023)

Figura 5: Caja de explosivo dinamita.

*Nota: Fotografía tomada por el autor durante el trabajo de campo en la galería 750 – Nivel 1635, Compañía Minera CAMBIO S.A. (2026).*

- **Emulnor de 5000:** Según la guía de FAMESA el emulnor es una emulsión explosiva encartuchada que posee resistencia al agua y buena calidad de los gases. Su uso está orientado a cualquier tipo de trabajo explotaciones y desarrollos mineros, en obras de ingeniería civil, en taladros secos, húmedos e inundados.

  EMULNOR 500: para voladuras de rocas muy suaves.

  EMULNOR 1000: para voladuras de rocas suaves a intermedias.

  EMULNOR 3000: para voladuras de rocas intermedias a duras.

  EMULNOR 5000: para voladuras de rocas muy duras.

  El rango de temperatura de manipulación es de -8 °C hasta 50°C

Figura 6: Caja de explosivo de emulnor de 50000

*Nota: Fotografía tomada por el autor durante el trabajo de campo en la galería 750 – Nivel 1635, Compañía Minera CAMBIO S.A. (2026).*

- **Carmex:** El CARMEX ha sido concebido y desarrollado como un seguro y eficiente sistema de iniciación para efectuar voladuras convencionales. El CARMEX está compuesto por los siguientes componentes: un Fulminante Común Nº 8, un tramo de Mecha de Seguridad, un Conector para Mecha Rápida y un Block de sujeción, que viene a ser un seguro de plástico, cuya función es asegurar la Mecha Rápida al Conector para Mecha Rápida. El CARMEX es ensamblado por personal especializado, mediante el uso de máquinas fijadoras neumáticas, garantizando con ello la hermeticidad del Fulminante – Mecha de Seguridad – Conector. FAMESA, (2025)

Figura 7. Carmex de 2.10 metros

Nota: Ficha técnica FAMESA 2025

- **Mecha Rápida:** La MECHA RÁPIDA Z-18 es un componente del sistema tradicional de iniciación de voladuras, compuesto por una masa pirotécnica, dos alambres y una cobertura exterior de material plástico. La MECHA RÁPIDA Z-18 produce una llama incandescente durante su combustión con la suficiente temperatura para activar la masa pirotécnica del CONECTOR PARA MECHA RÁPIDA, el que a su vez asegura el eficiente encendido de la MECHA DE SEGURIDAD**.** FAMESA, (2025)

Figura 8. Mecha Rápida

Nota: Ficha técnica FAMESA 2023

## 2.3. MARCO CONCEPTUAL:

### 2.3.1. Avance Lineal

Es la distancia ganada en una labor minera subterránea luego de un ciclo de perforación y voladura. Se mide generalmente en metros lineales por disparo.

### 2.3.2. Costo por disparo

Representa el total de gastos operativos generados en un ciclo de perforación y voladura desde perforación, voladura, accesorios, explosivos, equipos y mano de obra.

### 2.3.3. Frente soplado

En minería existen disparos que no resulta como se espera un frente soplado es cuando el disparo se realiza, pero los taladros quedan intactos la roca queda intacto. Las causas principales son por una mala distribución de taladros o poco explosivo usado.

### 2.3.4. Frente anillado

Se refiere cuando el disparo si daña la roca parte interior pero la cara libre sigue intacto un resultado no esperado en la voladura. Ocurre normalmente por una mala distribución de taladros, una falla en la roca o error en el paralelismo.

# CAPITULO III

# 3. METODOLOGIA DE INVESTIGACION

## 3.1. TIPO DE ESTUDIO

### 3.1.1. Nivel de investigación

La investigación desarrollada se caracteriza por su nivel explicativo, ya que determina la relación causa efecto entre el diseño de malla y los costos/avance en construcción de la Galería 750 –Nivel 1635 en la Compañía Minera Cambio S.A., sino también comprender la naturaleza de su interacción y su efecto de mejorar el avance de la labor y los beneficios económicos en las operaciones mineras.

### 3.1.2. Tipo de investigación

Es aplicada porque no me quedo solamente en estudiar o describir el problema, sino que aplico conocimientos técnicos de perforación y voladura

para solucionar un problema real de la operación minera y comprobar si el avance lineal mejora.

## 3.2. POBLACION Y MUESTRA

**3.2.1. Población:** La población de estudio está conformada por la galería principal 750 ubicada en el nivel 1635 msnm en la compañía Minera Cambio S.A.

N = Galería 750

**3.2.2. Muestra:** Es no probabilístico por conveniencia y está constituido del km 0 + 300 hasta 0 + 800 por la construcción de la Galería 750 – Nivel 1635 en la Compañía Minera Cambio S.A.

**n =** Km 0 + 300 hasta 0 + 800

## 3.3. DESCRIPCION DE LA UNIDAD MINERA CAMBIO S.A.

### 3.3.1. INFORMACION GENERAL

La Empresa Minera Cambio S.A., titular minero del "Proyecto de explotación y beneficio - Cambio", está considerado como persona jurídica, inscrita en la Superintendencia Nacional de Registros Públicos (SUNARP) como Sociedad Anónima, habilitado para dedicarse a la explotación, obtención, extracción, explotación, beneficio, comercialización, exportación, importación, transporte minero y transporte multimodal relacionado con todo tipo de actividad minera.

Que, en la partida electrónica N° 12010459 del Registro de Personas Jurídicas de la Oficina Registral de Camaná, consta registrado y vigente el poder a favor de Ala Ccahua, Melquiades, identificado con DNI. N° 24886128, se adjunta Certificado de Vigencia de poder.

Actualmente Empresa Minera Cambio S.A., registra el Contrato de Explotación de un área de 195.570 hectáreas del Derecho Minero Erika según Anotación de Inscripción del Título N° 2291416 de fecha 07 de setiembre del 2021 y Partida N° 2027144 debidamente representado anteriormente por el Gerente General Melquiades Ala Ccahua. Se adjunta la documentación mencionada en el Anexo N° 02.

La Empresa Minera Cambio S.A., contará con una actividad de explotación minerales auríferos y su Planta de beneficio Gravimétrico de 100 TMD.

*Tabla 9: Datos de la Unidad Minera Cambio S.A.*

| **MINERA CAMBIO S.A.** | |
|---|---|
| **Razón social** | Minera Cambio S.A. |
| **Domicilio Legal** | Calle. Cruz Verde N° 218 Interior A |
| **Distrito** | Arequipa |
| **Provincia/Departamento** | Arequipa |
| **Ruc:** | 20539413385 |
| **Teléfono:** | 973661970 |
| **Representante Legal:** | Ala Ccahua Melquiades |
| **DNI:** | 24886128 |
| **Cargo:** | Gerente General |
| **Derecho Minero:** | Erika |
| **Código del Derecho Minero:** | 10011374X01 |
| **Condición del Estrato Minero:** | Pequeño Productor Minero |
| **Email:** | macambio1072@hotmail.com |

*Nota: U.M. Cambio*

3.1.2. **UBICACIÓN GEOLOGICA DEL ESTUDIO**

**3.1.2.1. Ámbito Geográfico:**

El área de actividad en explotación minera denominada "Minera Cambio S.A." se encuentra ubicado en el paraje de la jurisdicción del distrito de chaparra, provincia de Caravelí y región de Arequipa en dirección NW de la ciudad de Arequipa a una altitud promedio de 2000 m.s.n.m.

Las coordenadas centrales UTM son 8259200 N – 626800 E de la hoja 320 del IGN, zona 18s.

Figura 9: Ubicación Geográfica de la mina cambio S.A.

Nota: Sitio Web (http://regina5b29.blogspot.com/2012/09/geografia-y-clima.html)

### 3.1.2.2. Accesibilidad

*Tabla 10: Itinerario de accesibilidad*

| LUGAR | DISTANCIA (Km) | TIPO | TIEMPO (hrs) |
|---|---|---|---|
| Lima a Chala | 621 | Carretera asfaltada | 8 |
| Chala a Chaparra | 52.9 | Carretera asfaltada | 1 |
| Chaparra a Mina | 15 | Asfaltada - Trocha | 0.5 |
| **TOTAL** | **688.9** | | **9.5** |

*Nota: Elaboración Propia*

## 3.4. IMPLEMENTACIÓN DEL DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MEJORAR EL AVANCE LINEAL EN LA GALERIA 750 NV. 1635.

### 3.4.1. Principales deficiencias:

Estas son las principales deficiencias que se han identificado que podrían estar causando los problemas de las operaciones perforación y voladura.

- ✓ No tener una perforación adecuada y estándar diseñada para el frente de la Galería 750 NV. 1635.
- ✓ Los defectos en la ejecución de la perforación incluyeron paralelismo que se logró reconocer gracias al uso de atacadores o guiadores de madera para la observación, también se puede ver entre las perforaciones, una profundidad incompleta de la perforación, inclinación desigual de las perforaciones, vaciado inadecuado, espacio inadecuado y peso excesivo.
- ✓ Como resultado de la distribución inadecuada de la columna explosiva, los taladros superaron la marca del 75 % y finalmente superaron el 90 % de la longitud de la columna. Debido a la falta de conocimientos de los trabajadores

y la supervisión insuficiente, esto se hizo bajo el supuesto de que obtendrían los mejores resultados posibles. Sin embargo, el método correcto es llenar el 66% restante del taladro con explosivos.

- ✓ El uso excesivo de explosivos y la ineficiencia de los disparos han resultado en un aumento constante de los costos de las operaciones unitarias de Disparos y Voladuras por lo consiguiente llega a bajar la rentabilidad.

### 3.4.2. Diseño de malla de perforación anterior de la unidad minera cambio s.a.

Para desarrollar un correcto diseño para mejorar la malla es importante la observación y análisis de la anterior malla de perforación y en sus inicios la malla de la Galería 750 de la Empresa Minera Cambio S.A.- Arequipa, se utilizaron diferentes tipos de brocas, entre ellas: teniendo 54 taladros.

Este diseño ha conseguido hacer un menos eficaz a la hora del avance y la producción, ya que esta malla se realizó de forma convencional ignorando varios aspectos claves como la información del macizo rocoso en el área geomecánica, también los estándares de diseño y finalmente la incorrecta distribución del cargado explosivo para la voladura de la roca.

Datos del número de taladros de malla anterior.

*Tabla 11: Taladros de malla anterior*

| DESCRIPCION | N° DE TALADROS |
|---|---|
| ALIVIO | 4 |
| ARRANQUE | 5 |
| AYUDA DE ARRANQUE | 4 |
| CUADRADORES | 4 |
| AYUDA DE CUADRADORES | 4 |
| PRODUCCION | 18 |
| CORONA | 7 |
| ARRASTRE | 5 |
| **TOTAL** | **51** |

*Nota: elaboración propia*

*Tabla 12: Consumo de explosivos en la voladura anterior*

| DESCRIPCIÓN | Nº TALADROS | TOTAL DE CARTUCHOS | | | PESO DE CARTUCHOS Kg | | | PESO TOTAL Kg |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | DIN. SEMI GELATINA 65 % | EMULNOR 3000 | EMULNOR 5000 | DIN. SEMI GELATINA 65 % | EMULNOR 3000 | EMULNOR 5000 | |
| Alivio | 4 | ------ | ------ | ------ | ------ | ------ | ------ | ------ |
| Arranque | 5 | 10 | 0 | 25 | 0.8 | 0 | 2.54 | 3.34 |
| Ayuda de arranque | 4 | 8 | 0 | 20 | 0.64 | 0 | 2.03 | 2.67 |
| Cuadradores | 4 | 4 | 0 | 20 | 0.32 | 0 | 2.03 | 2.35 |
| ayuda cuadradores | 4 | 4 | 0 | 20 | 0.32 | 0 | 2.03 | 2.35 |
| Producción | 18 | 18 | 0 | 90 | 1.44 | 0 | 9.15 | 10.59 |
| Corona | 7 | 7 | 0 | 35 | 0.56 | 0 | 3.56 | 4.12 |
| Arrastres | 5 | 10 | 0 | 25 | 0.8 | 0 | 2.54 | 3.34 |
| **TOTAL** | **51** | 61 | **0** | 235 | 4.89 | **0** | 23.88 | 28.77 |

*Nota: Elaboración propia*

ANTES:

- Factor de carga (kg/m3)

$$F_c = \frac{kg - explosivo}{Volumen\ roto}$$

$$F_c = \frac{28.77\ kg}{10.42\ m^3}$$

$$F_c = 2.76\ kg\ \ /\ \ m^3$$

- Factor de Potencia (kg/TM)

$$F_p = \frac{kg - explosivo}{Tonaleje\ roto}$$

$$F_p = \frac{28.77\ kg}{29.176\ TM}$$

$$F_p = 0.97$$

- Factor de carga lineal

$$F_p = \frac{kg - explosivo}{Metro\ lineal}$$

$$Fc = \frac{28.77}{1.45}$$

$$Fc = 19.84\ \frac{kg}{m}$$

**Parámetros obtenidos de la anterior malla de perforación**

*Tabla 13: resultados parámetros en la voladura anterior*

| DESCRIPCIÓN UNIDAD DE MEDIDA | Valor |
|---|---|
| Factor de carga lineal | 19.84 kg/m |
| Volumen | 10.42 m3 |
| Tonelaje | 29.176 Tm |
| Factor de carga | 2.76 kg/m3 |
| Factor de potencia | 0.97 kg/Tm |

*Fuente: elaboración propia*

## 3.5. DESCRIPCIÓN DE DATOS Y CÁLCULOS DE LA IMPLEMENTACIÓN DE DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

La Galería 750 está ubicado en el Nivel 1635 en la zona de la unidad minera Arequipa que tiene como labor de preparación para la explotación.

*Tabla 14: DATOS DEL CAMPO*

| DATOS DEL CAMPO | |
|---|---|
| GSI | 63 |
| RMR | 68 |
| RQD | 89.1 |
| Sección de la labor | 2.8 m x 2.8 m |
| Longitud de barra | 5 ft |
| Diámetro de taladro de alivio | 64mm (rimadora) |
| Diámetro de taladro cargado | 38mm |
| Diámetro de cartucho | 7/8" |
| Diametro de emulnor de 5000 | 1" |
| Longitud de cartucho | 0.178 m |
| Ángulo de taladro borde "y" | 3° |
| Desviación angular "α" | 10 mm/m |
| Error de emboquillaje "β" | 20 mm |
| Densidad Emulnor 5000 | 1.16 g/cm³ |

*Nota: elaboración propia*

*Tabla 15: Precios estándar en Perú*

| DESCRIPCION | PRECIO EN DOLARES $ |
|---|---|
| EMULNOR DE 5000 DE 1" X 7" | 5.59 $/UNIDAD |
| DINAMITA DE 65% DE 7/8" X 7" | 5.1 $/UNIDAD |
| CARMEX DE 7" | 1.92 &/PIEZA |
| MECHA RAPIDA | 0.64 $/METRO |

Nota: Adaptado de Precios manejados en minera Cambio con FAMESA

### 3.5.1. Cálculo de RQD

→Roca Diorita:

Método de cálculo (Hudson 1989)

$$RQD = 100e^{-0.1\lambda}(0.1\lambda + 1)$$

$$\lambda = \frac{Número\ de\ fracturas}{metro\ lineal}$$

$$\lambda = \frac{56}{10}$$

$$\lambda = 5.6$$

$$RQD = 100e^{-0.1\times5.6}(0.1 \times 5.6 + 1)$$

$$RQD = 89.10\ \%$$

### 3.5.2. RMR Básico y corregido

*Tabla 15: RMR Básico y corregido*

| **LITOLOGIA ESTRUCTURAL** | **FAMILIA 1** | **FAMILIA 2** | **FAMILIA 3** |
|---|---|---|---|
| Dir. De buzamiento | 250 | 60 | 240 |
| Buzamiento | 80 | 70 | 88 |
| Espaciamiento | 0.2 – 0.6 m | 0.06 – 0.2 m | 0.06 – 0.2 m |
| Persistencia | 1 – 3 m | 1 – 3 m | 1 – 3 m |
| Apertura | 0.1 – 1 mm | 0.1 – 1 mm | 1 – 5 mm |
| Rugosidad | Lig. Rugoso | Lig. Rugoso | Lig. Rugoso |
| Relleno | Duro < 5 mm | Duro < 5 mm | Blando > 5 mm |
| Meteorización | Ligera | Ligera | Ligera |
| Agua subterránea | Seco | Seco | Seco |
| **Azimut de Galería 750 E** | | | **110** |

*Nota: Elaboración propia*

Se realizó en 3 lugares distintos dentro de la galería para evaluar el RMR de los cuales se obtuvieron los resultados que se muestra en el cuadro.

### 3.5.3. RMR básico y corregido-bieniaswski 1989 galería 750 NV 1635

*Tabla 16: RMR básico y corregido-bieniaswski 1989 galería 750 NV 1635*

| **RMR BÁSICO Y CORREGIDO-BIENIASWSKI 1989 GALERIA 750 NV 1635** | | | |
|---|---|---|---|
| PARAMETROS | FAMILIA 1 | VALORACION | |
| Resistencia a la compresión simple (Mpa) | 212 | 12 | |
| RQD (%) | 89.1 | 17 | |
| Espaciamiento | 0.2 – 0.6 m | 10 | |
| Persistencia | 1 – 3 m | 4 | |
| Apertura | 0.1 – 1 mm | 3 | |
| Rugosidad | Lig. Rugoso | 3 | |
| Relleno | Duro < 5 mm | 4 | |
| Meteorización | Ligera | 5 | |
| Agua subterránea | Seco | 15 | |
| RMR Básico | | 73 | |
| Ajuste por orientación de discontinuidades | Favorable | -2 | |
| **RMR Corregido 1** | | **71** | |
| PARAMETROS | FAMILIA 2 | VALORACION | |
| Resistencia a la compresión simple (Mpa) | 212 | 12 | |
| RQD (%) | 89.1 | 17 | |
| Espaciamiento | 0.06 – 0.2 m | 8 | |
| Persistencia | 1 – 3 m | 4 | |
| Apertura | 0.1 – 1 mm | 3 | |
| Rugosidad | Lig. Rugoso | 3 | |
| Relleno | Duro < 5 mm | 4 | |
| Meteorización | Ligera | 5 | |
| Agua subterránea | Seco | 15 | |
| RMR Básico | | 71 | |
| Ajuste por orientación de discontinuidades | | -5 | |
| **RMR Corregido 2** | | **66** | |
| PARAMETROS | | FAMILIA 3 | VALORACION |
| Resistencia a la compresión simple (Mpa) | | 212 | 12 |
| RQD (%) | | 89.1 | 17 |
| Espaciamiento | | 0.06 – 0.2 m | 8 |
| Persistencia | | 1 – 3 m | 4 |
| Apertura | | 1 – 5 mm | 1 |

| | | | |
|---|---|---|---|
| Rugosidad | | Lig. Rugoso | 3 |
| Relleno | | Duro < 5 mm | 4 |
| Meteorización | | Ligera | 5 |
| Agua subterránea | | Seco | 15 |
| RMR Básico | | 69 | |
| Ajuste por orientación de discontinuidades | Favorable | -2 | |
| **RMR Corregido 3** | | **67** | |

*Nota: Elaboración propia*

*Tabla 17: Resumen de los cálculos del RMR*

| | | | |
|---|---|---|---|
| RMR 1 | 71 | | |
| RMR 2 | 66 | | |
| RMR 3 | 67 | | |
| **RMR** | **68** | RMR > 23 GSI = RMR – 5 | |
| | | | |
| CLASE | RMR | CALIDAD DE LA ROCA | |
| I | 81 – 100 | Muy buena | |
| **II** | **61 – 80** | **Buena** | |
| III | 41 – 60 | Regular | |
| IV | 21 – 40 | Mala | |
| V | 0 – 20 | Muy mala | |
| | | | |
| CLASE | GSI | CALIDAD DE LA ROCA | |
| I | 81 – 100 | Muy buena | |
| **II** | **61 – 80** | **Buena** | **GSI = 63** |
| III | 41 – 60 | Regular | |
| IV | 21 – 40 | Mala | |
| V | 0 – 20 | Muy mala | |

*Nota: Elaboración Propia*

### 3.5.4. determinación de parámetros de malla de perforación y voladura mediante la aplicación de las fórmulas de Holmberg.

#### 3.5.4.1. Diámetro Equivalente

$$Øe = Ø\sqrt{n}$$

$$Øe = 0.054\, m * \sqrt{4}$$

$$Øe = 0.108\, m$$

**3.5.4.2. Error de perforación**

$L = h * 95\%$

$L = 1.45$

$$Ep = (\alpha * L) + e$$

$$Ep = (0.01 * 1.45) + 0.02$$

$$Ep = 0.034$$

**3.5.4.3. Longitud de perforación**

$$H = 0.15 + 34.1(Ø) - 39.4(Ø)^2$$

$$H = 1.88\ m$$

Teniendo la longitud máxima de perforación para el estudio se usará longitud de perforación de 5 pies.

**3.5.4.4. Arranque**

- Burden para arranque

$$Bemax = 1.7 * Øe$$

$$Bemax = 1.7 * 0.128$$

$$Bemax = 0.184$$

- Burden practico

$$B1p = Be\max - Ep$$

$$B1p = 0.184 - \ 0.034$$

$$B1p = 0.146$$

- Espaciamiento entre taladros

$$A1 = \sqrt{2} * B1p$$

$$A1 = \sqrt{2} * 0.146$$

$$A1 = 0.206$$

- Constante de la roca según criterio de Holmberg – Langefors:

$$Constante\ de\ roca = 0.4\ kg/m3$$

- Determinación de la concentración de la carga lineal del explosivo (Dq)

$$\mathrm{Dq} \ = \ 55 * Ø * \left(\frac{\mathrm{B}}{Ø\mathrm{e}}\right)^{1.5} * \left(\mathrm{B} - \frac{Ø\mathrm{e}}{2}\right) * \left(\frac{\mathrm{c}}{0.4}\right) * \frac{1}{\mathrm{RWS\ explosivo}}$$

$$\mathrm{Dq} \ = \ 0.536$$

- Calculo de numero de cartuchos por taladro en el arranque

$$Lc = (\ Prof._{Taladro} - \ Longitud\ _{Taco})$$

$$Long.del\ taco = 10 * Ø_1$$

$$Long.del\ taco = 10 * (0{,}038) \ = 0{,}38\mathrm{m}$$

$$Lc = (1.45 - 0.38) = 1.07\mathrm{m}$$

$$N^{\underline{o}}{}_{cartuchos} = \frac{q1 * Lc}{peso\ de\ un\ cartucho(1" * 7)}$$

$$N^{\underline{o}}{}_{cartuchos} = \frac{0.536 * 1.07}{0.102}$$

$$N^{o}{}_{cartuchos} = 5.6 \cong 6 \text{ cartuchos}$$

### 3.5.4.5. Cálculo del primer cuadrante

- Burden máximo:

$$B_{2max} = 8.8 * \ 10^{-2} * \sqrt{\frac{A1 * q1 * RWS_{explosivo}}{\emptyset_1 * c}}$$

$$B_{2max} = 8.8 * \ 10^{-2} * \sqrt{\frac{0.206 * 0.536 * 1.12}{0.038 * 0.4}}$$

$$B_{2max} = 0.251m$$

- Burden Practico:

$$B_{2\ práctico} \ = B_{2\ max} \ - Ep$$

$$B_{2\ práctico} \ = 0.251 - 0.034$$

$$B_{2\ práctico} \ = 0.213m$$

- Cálculo del espaciamiento en la ayuda

$$A2 = (\frac{A1}{2} + B2p)\sqrt{2}$$

$$A2 = \ 0.447$$

- Cálculo de la densidad en ayudas

$$Q1 = \frac{32.3 * \emptyset 1 * C * Bmax2}{PRP\ explosivo\ usado * \sin\left(tan^{-1}\left(\frac{A1}{2 * Bmax2}\right)\right)^{1.5}}$$

$$Q1 = 470$$

- Calculo de numero de cartuchos por taladro en el arranque

$$Lc = (\,Prof._{Taladro} - \;Longitud\;_{Taco})$$

$$Long.\,del\;taco = 10 * \emptyset_1$$

$$Long.\,del\;taco = 10 * (0{,}038)\;\; = 0{,}38\text{m}$$

$$Lc = (1.45 - 0.38) = 1.07\text{m}$$

$$N^{\underline{o}}{}_{cartuchos} = \frac{q1 * Lc}{peso\;de\;un\;cartucho(1" * 7)}$$

$$N^{\underline{o}}{}_{cartuchos} = \frac{0.470 * 1.07}{0.102}$$

$$N^{\underline{o}}{}_{cartuchos} = 4.9 \cong 5 \text{ cartuchos}$$

### 3.5.4.6. Cálculo del segundo cuadrante

- Cálculo de Burden máximo:

$$B_{3max} = 8.8 *\; 10^{-2} * \sqrt{\frac{(A2) * q1 * RWS_{explosivo}}{\emptyset_1 * c}}$$

$$B_{3max} = 8.8 *\; 10^{-2} * \sqrt{\frac{(0.447) * 0.536 * 1.12}{0.038 * 0.4}}$$

$$B_{3max} = 0.370$$

- Burden Practico:

$$B_{3\;práctico}\;\; = B_{3\;max}\;\; - Ep$$

$$B_{3\;práctico}\;\; = 0.370 - 0.034$$

$$B_{3\ práctico} = 0.332$$

- Cálculo del espaciamiento en segundo cuadrante

$$A3 = (\frac{A2}{2} + B3p) * \sqrt{2}$$

$$A3 = 0.785$$

- Cálculo de la densidad en el segundo cuadrante

$$Q2 = \frac{32.3 * Ø1 * C * Bmax3}{PRP\ explosivo\ usado * \sin\left(tan^{-1}\left(\frac{A2}{2 * Bmax3}\right)\right)^{1.5}}$$

$$Q2 = 436$$

- Calculo de numero de cartuchos por taladro en el arranque

$$Lc = (\ Prof._{Taladro} - \ Longitud\ _{Taco})$$

$$Long.del\ taco = 10 * Ø_1$$

$$Long.del\ taco = 10 * (0{,}038) = 0{,}38\text{m}$$

$$Lc = (1.45 - 0.38) = 1.07\text{m}$$

$$N^{\underline{o}}{}_{cartuchos} = \frac{q1 * Lc}{peso\ de\ un\ cartucho(1" * 7)}$$

$$N^{\underline{o}}{}_{cartuchos} = \frac{0.436 * 1.07}{0.102}$$

$$N^{\underline{o}}{}_{cartuchos} = 4.6 \cong 5 \text{ cartuchos}$$

### 3.5.4.7. Cálculo del tercer cuadrante

- Burden máximo:

$$B_{4max} = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A3 * q * RWS_{explosivo}}{\emptyset_1 * c}}$$

$$B_{4max} = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{0.785 * 0.536 * 1.12}{0.038 * 0.4}}$$

$$B_{4max} = 0.490$$

$$B_{4\,práctico} = B_{3\,max} - Ep$$

$$B_{4\,práctico} = 0.490 - 0.034$$

$$B_{4\,práctico} = 0.452$$

- Cálculo del espaciamiento en tercer cuadrante

$$A4 = \sqrt{2}\left(\frac{A3}{2} + B4\right)$$

$$A4 = 1.19$$

- Cálculo de la densidad en el tercer cuadrante

$$Q3 = \frac{32.3 * \emptyset 1 * C * Bmax4}{PRP\ explosivo\ usado * \sin\left(tan^{-1}\left(\frac{A3}{2 * Bmax4}\right)\right)^{1.5}}$$

$$Q3 = 0.435$$

- Calculo de numero de cartuchos por taladro en el arranque

$$Lc = (\,Prof._{Taladro} - Longitud\ _{Taco})$$

$$Long.del\ taco = 10 * \emptyset_1$$

$$Long.del\ taco = 10 * (0{,}038)\ = 0{,}38\text{m}$$

$$Lc = (1.45 - 0.38) = 1.07\text{m}$$

$$N^{\underline{o}}{}_{cartuchos} = \frac{q1 * Lc}{peso\ de\ un\ cartucho(1" * 7)}$$

$$N^{\underline{o}}{}_{cartuchos} = \frac{0.435 * 1.07}{0.102}$$

$$N^{\underline{o}}{}_{cartuchos} = 4.6 \cong 5 \text{ cartuchos}$$

En el cuarto cuadrante el A5 = 1.65 > 1.45 Longitud de perforacion

**3.5.4.8. Cálculo de taladros en corona**

$$\frac{S}{B} = 0.8$$

$$K = 15$$

$$Espaciamiento = K * 0.038$$

$$Espaciamiento = 0.57$$

- Burden Máximo:

$$Bmax = \frac{Ec}{S/B}$$

$$Bmax = \frac{0.57}{0.8}$$

$$Bmax = 0.71$$

- Burden practico:

$$Bp = Bmax - H * seny - Ep$$

$$Bp = 0.71 - (1.45) * sen(3°) - 0.034$$

$$\boldsymbol{Bp = 0.60}$$

- Cálculo de (C')

C' = C + 0.05, para cuando B5 > 1.4 m

C' = C + 0.07/B, para cuando B5 < 1.4 m

$C' = C + 0.07/B$

$$C' = 0.4 + 0.07/0.71$$

$$C' = 0.50$$

$$qc = \frac{32.3 * Ø1 * C' * Bmaxcorona}{PRP\ explosivo\ usado * \sin\left(tan^{-1}\left(\frac{A4}{2 * Bmaxcorona}\right)\right)^{1.5}}$$

$$qc = \frac{32.3 * 0.038 * 0.50 * 0.71}{PRP\ explosivo\ usado * \sin\left(tan^{-1}\left(\frac{1.21}{2 * 0.71}\right)\right)^{1.5}}$$

$$qc = 0.67$$

- Cálculo del número de taladros en corona:

$$\boldsymbol{Ntal = \frac{ancho\ de\ tunel + 2\ Hseny}{BmaxCorona} + 2}$$

$$\boldsymbol{Ntal = \frac{2.8 + 2\ (1.45)sen(3°)}{0.71} + 2}$$

$$\boldsymbol{Ntal = 6.1} \approx 6$$

- Cálculo del espaciamiento entre taladros:

$$\boldsymbol{E = \frac{ancho\ de\ la\ corona + 2\ Hseny}{Ntal - 1}}$$

$$\boldsymbol{E = \frac{3.21 + 2(1.45)sen(3°)}{6 - 1}}$$

$$\boldsymbol{E = 0.67}$$

**3.5.4.9. Cálculo de ayudas en corona**

$$B_{max} = 0.9 * \sqrt{\frac{q1 * RWS_{explosivo}}{C'xfxS/B}}$$

$$B_{max} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.536 * 1.12}{0.50x1.20x1.25}}$$

$$B_{max} = 0.8$$

- Burden practico

$$Bp\ corona\ ayudas = Bmax - Hseny - Ep$$

$$Bp\ corona\ ayudas = 0.8 - 1.45sen(3°) - 0.034$$

$$Bp\ corona\ ayudas = 0.69$$

- Calculo número de taladros

$$Ntaladros = \frac{Longitud\ total - 2Bp}{Bmax * S/B} + 2$$

$$Ntaladros = \frac{2.8 - 2(0.69)}{0.77 * 1.2} + 2$$

$$Ntaladros = 3.5 \cong 3$$

- Cálculo del espaciamiento

$$E = \frac{Ancho\ de\ labor - 2Bp}{N - 1}$$

$$E = \frac{2.8 - 2(0.69)}{2}$$

$$E = 0.71$$

**3.5.4.10. Calculando y diseñando los taladros de arrastre**

B arrastre =< 0.6 H

B arrastre =<0.6 (1.45)

B max = 0.87

**Condiciones:**

C'= c+0.05 B>1.4

C'= c+0.07/B B<1.4

B arrastre es igual a 0.87 es menor que 1.4 entonces usamos la fórmula:

C'= c+0.07

C'= 0.4+0.07/0.87

C'= 0.48

- Calculamos el Burden practico para arrastre:

$$Bpractico = Bmax - 1.45 * seny - Ep$$

$$Bpractico = 0.87 - 1.45 * sen(3°) - 0.034$$

$$Bpractico = 0.79$$

- Cálculo del número de taladros en el arrastre:

$$Ntal = \frac{ancho\ de\ tunel + 2\ Hseny}{BmaxArrastre * (\frac{S}{B})} + 2$$

$$Ntal = \frac{2.8 + 2\ (1.45)sen(3°)}{0.87 * 1} + 2$$

$$Ntal = 5.4\ \approx 6$$

- Cálculo del espaciamiento entre taladros:

$$E = \frac{ancho\ de\ tunel + 2\ Hseny}{Ntal - 1}$$

$$E = \frac{2.8 + 2\ (1.45)sen(3°)}{6 - 1}$$

$$E = 0.59$$

- Cálculo del espaciamiento de las esquinas:

$$Ep = E - H * seny$$

$$Ep = 0.59 - (1.45) * sen(3°)$$

$$Ep = 0.51$$

- cálculo de densidad de carga dq:

$$Qarrastre = \frac{32.3 * d * C' * Bmax}{PRP\ explosivo\ usado * \sin\left(tan^{-1}\left(\frac{A}{2 * Bmax}\right)\right)^{1.5}}$$

$$Qarrastre = \frac{32.3 * 0.038 * 0.48 * 0.87}{1.12 * \sin\left(tan^{-1}\left(\frac{2.8}{2 * 0.87}\right)\right)^{1.5}}$$

$$Qarrastre = 0.58$$

- Numero de cartuchos:

$$N^{\underline{o}}{}_{cartuchos} = \frac{Qarrastre * Lc}{peso\ de\ un\ cartucho(1" * 7)}$$

$$N^{\underline{o}}{}_{cartuchos} = \frac{0.58 * 1.01}{0.102}$$

$$\text{N cart.} = 5.7 \approx 6 \text{ cartuchos / taladro}$$

- Longitud de carga de fondo (Lr)

$$Lr = 1.25 * Bmax$$

$$Lr = 0.84$$

- Longitud de carga (Lc)

$$Lc = (h - Lc - 10 * \text{Øp}) * 0.75$$

$$Lc = 0.17$$

- Total, de metros cargados en taladro

Lr + Lc

0.84 + 0.17 = 1.01m

**3.5.4.11. Cálculo de taladros de contorno:**

- Calculamos el Burden

$$Bmax = 0.9 * \sqrt{\frac{Dq * PRP\ explosivo\ usado}{C * f * (\frac{S}{B})}}$$

$$Bmax = 0.9 * \sqrt{\frac{0.536 * 1.12}{0.4 * 1.45 * (1.25)}}$$

$$Bmax = 0.90$$

$$Bpractico = Bmax - 1.45 * seny - Ep$$

$$Bpractico = 0.90 - 1.45 * sen(3°) - 0.034$$

$$Bpractico = 0.79$$

- Numero de taladro en los hastiales:

$$Hd = Altura\ labor - Bparrastre - Altura\ de\ boveda - Bp\ corona$$

Ad = 2.8 – 0.79 – 0.67 - 0.60

Ad = 0.74

$$N = \frac{Hd}{Bmax * S/B} + 2$$

$$N = \frac{0.74}{0.90 * 1.25} + 2$$

$$N = 2.6\ \approx 3\ taladros$$

- Espaciamiento entre taladros

$$E = \frac{Ad}{N - 1}$$

$$E = \frac{0.74}{3 - 1}$$

$$E = 0.37$$

**3.5.4.12. Taladros de ayuda de los hastiales**

- Cálculo de ancho disponible (AD)

$$Ad = Ancho\ de\ labor - Ancho\ de\ corte - 2Bp\ paredes$$

$$Ad = 2.8 - 1.19 - 2(0.40)$$

$$Ad = 1.33$$

- Calculamos el Burden

$$Qarrastre = \frac{32.3 * d * C' * Bmax}{PRP\ explosivo\ usado * \sin\left(tan^{-1}\left(\frac{A}{2 * Bmax}\right)\right)^{1.5}}$$

$$Qarrastre = \frac{32.3 * 0.038 * 0.4 * 0.61}{1.12 * \sin\left(tan^{-1}\left(\frac{1.33}{2 * 0.61}\right)\right)^{1.5}}$$

$$Qarrastre = 0.423$$

$$Bmax = 0.9 * \sqrt{\frac{Dq * PRP\ explosivo\ usado}{C * f * \ (\frac{S}{B})}}$$

$$Bmax = 0.9 * \sqrt{\frac{0.473 * 1.12}{0.4 * 1.45 * \ (1.25)}}$$

$$Bmax = 0.61$$

$$Bpractico = Bmax - 1.45 * seny - Ep$$

$$Bpractico = 0.61 - 1.45 * sen(3°) - 0.034$$

$$Bpractico = 0.50$$

- Numero de taladro en las ayudas hastiales:

$$N = \frac{Ad}{Bmax * S/B} + 2$$

$$N = \frac{1.33}{0.61 * 1.25} + 2$$

$$N = 3.7 \approx 3\ taladros$$

**Esparcimiento entre taladros:**

$$E = \frac{Ad}{N-1}$$

$$E = \frac{1.33}{3-1}$$

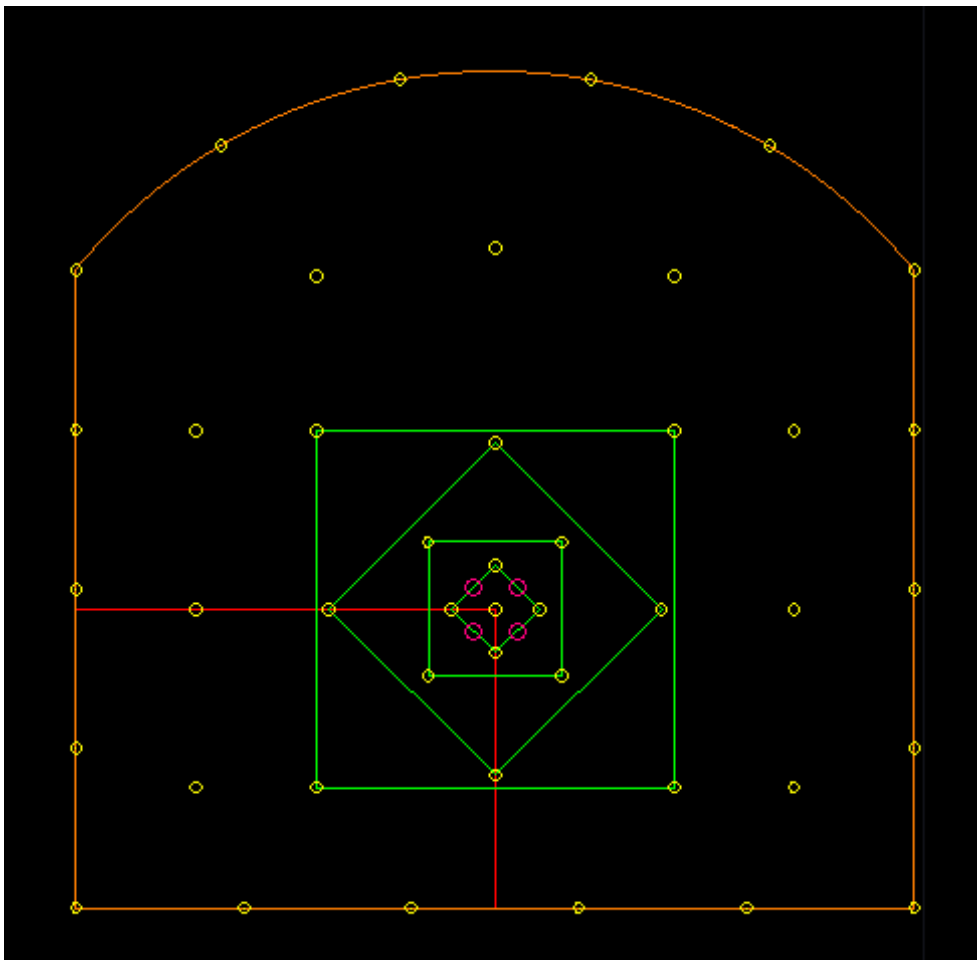
$$E = 0.67$$

*Tabla 18: Datos del Nuevo diseño de perforación y voladura*

| DESCRIPCIÓN | Nº TALADROS | TOTAL DE CARTUCHOS | | | PESO DE CARTUCHOS Kg | | | PESO TOTAL Kg |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | DIN. SEMI GELATINA 65 % | EMULNOR 3000 | EMULNOR 5000 | DIN. SEMI GELATINA 65 % | EMULNOR 3000 | EMULNOR 5000 | |
| Alivio | 4 | ------ | ------ | ------ | ------ | ------ | ------ | ------ |
| Arranque | 5 | 0 | 0 | 30 | 0.00 | 0 | 3.05 | 3.05 |
| Primer cuadrante | 4 | 0 | 0 | 20 | 0.00 | 0 | 2.03 | 2.03 |
| Segundo cuadrante | 4 | 0 | 0 | 20 | 0.00 | 0 | 2.03 | 2.03 |
| Tercer cuadrante | 4 | 0 | 0 | 20 | 0.00 | 0 | 2.03 | 2.03 |
| Hastiales | 6 | 0 | 0 | 30 | 0.00 | 0 | 3.05 | 3.05 |
| Ayuda de hastiales | 6 | 0 | 0 | 30 | 0.00 | 0 | 3.05 | 3.05 |
| Corona | 6 | 0 | 0 | 30 | 0.00 | 0 | 3.05 | 3.05 |
| Ayuda de corona | 4 | 0 | 0 | 20 | 0.00 | 0 | 2.03 | 2.03 |
| Arrastres | 6 | 0 | 0 | 36 | 0.00 | 0 | 3.66 | 3.66 |
| **TOTAL** | **49** | **0** | **0** | **236** | **0.00** | **0** | **23.98** | **23.98** |
| TOTAL CARGADOS | 45 | 0 | 0 | 236 | 0.00 | 0 | 23.98 | 23.98 |

*Nota: elaboración propia*

Figura 10: Nuevo diseño de perforación y voladura



*Nota: elaboración propia*

El nuevo diseño de la malla de perforación y voladura con 44 taladros de 38mm perforados y 4 alivios de 54mm.

# CAPITULO IV

## 4.1. RESULTADOS Y DISCUSIONES

### 4.1.1. Datos para el nuevo diseño de perforación y voladura:

*Tabla 19: Datos para el nuevo diseño de perforación y voladura:*

| DESCRIPCIÓN | Nº TALADROS | TOTAL DE CARTUCHOS | | | PESO DE CARTUCHOS Kg | | | PESO TOTAL Kg |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | DIN. SEMI GELATINA 65 % | EMULNOR 3000 | EMULNOR 5000 | DIN. SEMI GELATINA 65 % | EMULNOR 3000 | EMULNOR 5000 | |
| Alivio | 4 | ------ | ------ | ------ | ------ | ------ | ------ | ------ |
| Arranque | 5 | 0 | 0 | 30 | 0.00 | 0 | 3.05 | 3.05 |
| Primer cuadrante | 4 | 0 | 0 | 20 | 0.00 | 0 | 2.03 | 2.03 |
| Segundo cuadrante | 4 | 0 | 0 | 20 | 0.00 | 0 | 2.03 | 2.03 |
| Tercer cuadrante | 4 | 0 | 0 | 20 | 0.00 | 0 | 2.03 | 2.03 |
| Hastiales | 6 | 0 | 0 | 30 | 0.00 | 0 | 3.05 | 3.05 |
| Ayuda de hastiales | 6 | 0 | 0 | 30 | 0.00 | 0 | 3.05 | 3.05 |
| Corona | 6 | 0 | 0 | 30 | 0.00 | 0 | 3.05 | 3.05 |
| Ayuda de corona | 4 | 0 | 0 | 20 | 0.00 | 0 | 2.03 | 2.03 |
| Arrastres | 6 | 0 | 0 | 36 | 0.00 | 0 | 3.66 | 3.66 |
| **TOTAL** | **49** | **0** | **0** | **236** | **0.00** | **0** | **23.98** | **23.98** |
| TOTAL CARGADOS | 45 | 0 | 0 | 236 | 0.00 | 0 | 23.98 | 23.98 |

*Nota: Elaboración propia.*

a) Factor de carga (kg/m3)

$$F_c = \frac{kg - explosivo}{Volumen\ roto}$$

$$F_c = \frac{23.98\ kg}{10.42m^3}$$

$$F_c = 2.3\ kg\ \ /\ \ m^3$$

b) Factor de Potencia (kg/TM)

$$F_p = \frac{kg - explosivo}{Tonaleje\ roto}$$

$$F_p = \frac{23.98\ kg}{29.18\ TM}$$

$$F_p = 0.82$$

c) Factor de carga Lineal:

$$Fcl = \frac{Kg\ explosivo}{metro\ avance}$$

$$Fcl = \frac{23.98}{1.38}$$

$$Fcl = 17.37\text{Kg/m}$$

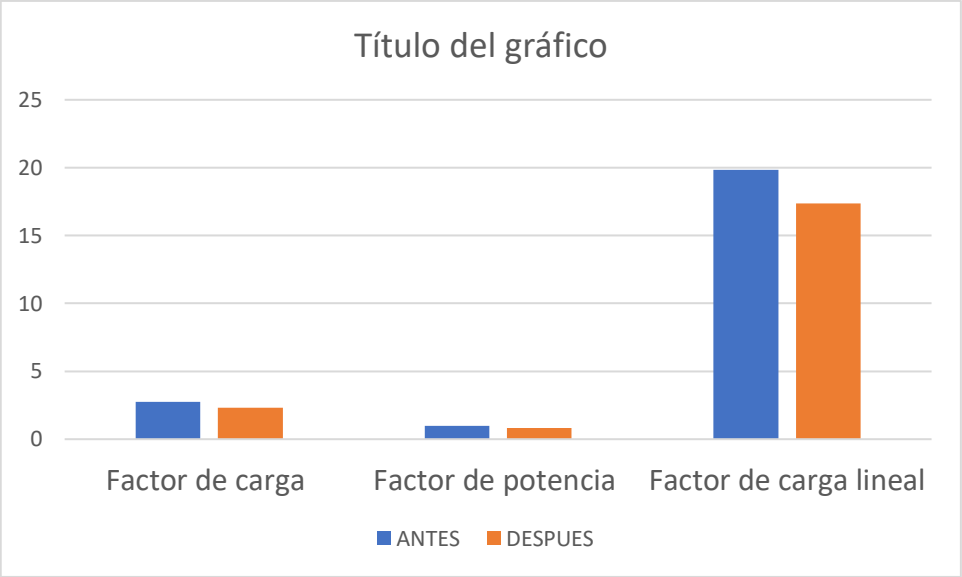
*Tabla 20 COMPARACION DE ANTES Y DESPUES*

| | ANTES | DESPUES | UNIDADES |
|---|---|---|---|
| Factor de carga | 2.76 | 2.30 | Kg/m3 |
| factor de potencia | 0.97 | 0.82 | Kg/tn |
| factor de carga lineal | 19.84 | 17.37 | Kg/m |

*Nota: Elaboración Propia*

Comparación de factor de carga, factor de potencia y factor de carga lineal de antes y después teórico.

Figura N°11 VARIACION DE FACTOR DE CARGA, FACTOR DE POTENCIA Y FACTOR DE CARGA LINEAL




*Nota: Elaboración Propia*

Se realiza una comparación de factor de carga, factor de potencia y factor de carga lineal teórica como se observa la imagen.

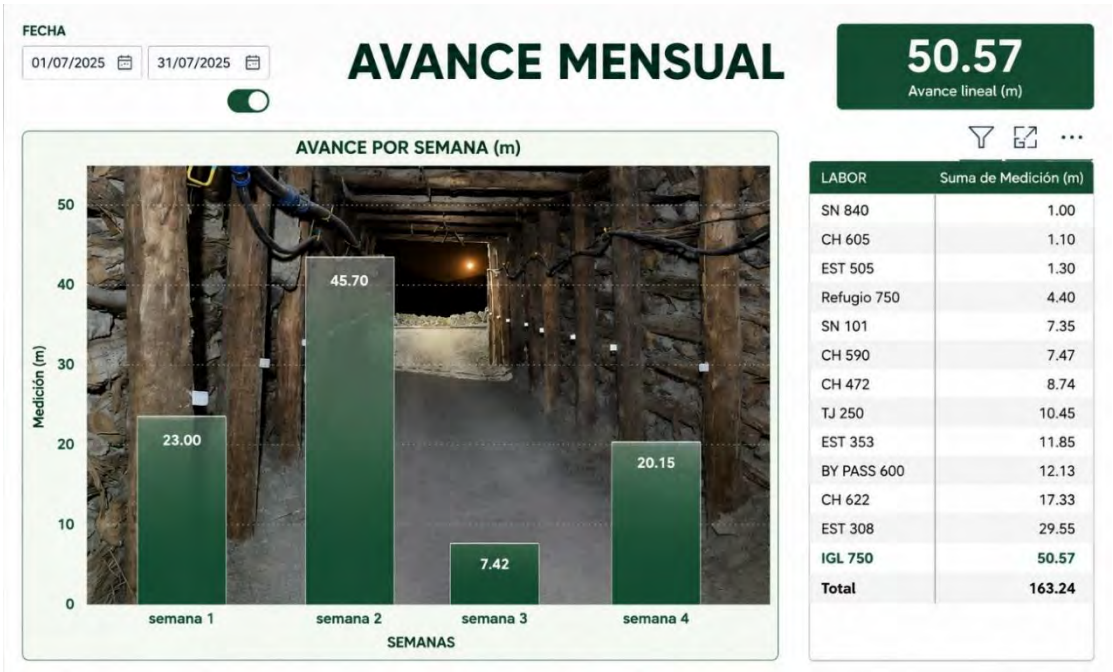
**COMPARATIVO POR AVANCE:**

Figura 12: MES ENERO 2025

*Nota: Minera Cambio S.A.*

En mes de enero se avanzó 61.20 metros en la GL 750

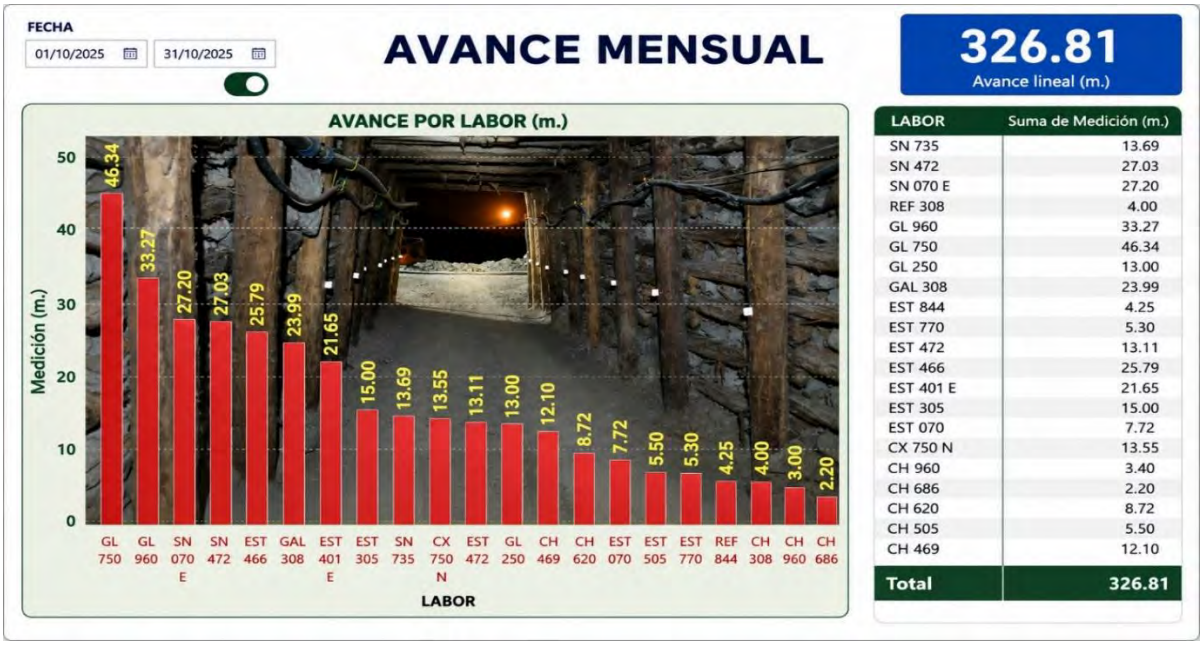
**Figura 13: MES JULIO 2025:**




*Nota: Minera Cambio S.A.*

En mes de julio se avanzó 50.57m en la GL 750.

**Figura 14: OCTUBRE 2025:**




*Nota: Minera Cambio S.A.*

En mes de octubre se avanzó 46,34m en la GL 750.

*Tabla 21: COMPARACION EN ANTES Y DESPUES TANTO EN AVANCE Y COSTOS*

| | | 31 | 31 |
|---|---|---|---|
| | | ENERO | OCTUBRE |
| AVANCE REAL | GALERIA 750 | 61.20 m | 46.34 m |
| | REFUGIOS (2) | 4.30 m | 4.30 m |
| | ESTOCADA | 16 | 34 m |
| AVANCE PROGRAMADO | GALERIA 750 | 71 m | 47 m |
| | REFUGIOS | 4.30 m | 4.30 m |
| | ESTOCADA | 16 | 34 m |
| | tiros soplados | 2 | - |
| | tiros taqueados (40 cm a 50cm) | 2 | - |
| | tiros anillados | 1 | - |
| Diferencia entre programado y ejecutado | GALERIA 750 | 5.08 m | 0.66 m |
| PERDIDA ($) | | 7322.33 | 805.54 |
| (se ahorra) | | 6516.79 | |

*Nota: Elaboración propia*

- Se logra mejorar el avance lineal con la nueva malla de perforación logrando casi el total del avance programado por mes.
- Se reduce la perdida en 31 días de $7322.33 a $805.54 un total de $6516.79 (Según lo programado)

## Costos Unitario:

## Antes:

*Tabla 22: Gastos Unitarios*

| | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **Equipos:** | | Perforadora JackLeg | | | **Eficiencia Pe** | 95% | | |
| **Sección:** | | 2.8m x2.8 m | | | **Eficiencia Vo** | 95% | | |
| **Longitud de barra:** | | 5 pies | | | **N° taladros:** | 51 | | |
| **Long. De avance:** | | 1.45 | | | **N° tal carg:** | 47 de 38 mm | | |
| **Pies perforados:** | | 255 | | | **N° Tal alivio:** | 4 de 41 mm | | |
| **ITEM** | **DESCRIPCIÓN** | **INCIDENCIA** | **UNID.** | **CANT.** | **SALARIO US$** | | **TOTAL, 1 GUARDIA** US$ | **2 GURDIAS POR DIA** |
| **1.Mano de obra** | | | | | | | | |
| Maestro perforista | | 100% | Dia | 1 | 53.76 | US$/Dia | 53.76 | |
| Ayudante de perforista | | 100% | Dia | 1 | 44.42 | US$/Dia | 44.42 | |
| Ayudante de mina | | 100% | Dia | 1 | 40.3 | US$/Dia | 40.3 | |
| | | 3 | | | | | **138.48** | |
| **2.EPP** | | | | | | | | |
| Ayudante de mina | | 1 | Dia | 1 | 0.84 | US$/Dia | 0.84 | |
| Personal de perforación | | 1 | Dia | 2 | 1.01 | US$/Dia | 2.02 | |
| | | | | | | | **2.86** | |
| **3.- MATERIALES Y HERRAMIENTAS** | | | | | | | | |
| Barra Cónico de 4 pies | | 0.16 | Unid. | 1 | 72.8 | US$/Unid. | 11.648 | |
| Barra Cónico de 5 pies | | 0.09 | Unid. | 1 | 85.57 | US$/Unid. | 7.7013 | |
| Broca de 38mm | | 210.9 | PP | 1 | 0.06 | US$/PP | 12.654 | |
| Broca de 41 mm | | 11.4 | PP | 1 | 0.19 | US$/PP | 2.166 | |
| Manguera de 1 Pulg | | 0.01 | mts | 39 | 2.15 | US$/mts | 0.8385 | |
| Manguera de 1/2 Pulg | | 0.01 | mts | 39 | 1 | US$/mts | 0.39 | |
| Conexiones | | 0.01 | Unid. | 4 | 7.48 | US$/Unid. | 0.2992 | |
| Aceite de lubricación | | 0.4 | Gls. | 1 | 7.5 | US$/Gls. | 3 | |
| Herramientas generales | | 1 | Dia | 1 | 2.98 | US$/Dia | 2.98 | |
| | | | | | | | **41.677** | |
| **4.- EXPLOSIVOS** | | | | | | | | |
| DINAMITA de 65% de 7/8" x 7" | | 1 | Unid. | 61 | 5.1 | US$/Unid. | 311.1 | |
| CARMEX DE 7" (2.10 M) | | 1 | Pza | 47 | 1.92 | US$/Pza | 90.24 | |
| Emulnor 5000 | | 1 | Unid. | 235 | 5.59 | US$/Unid. | 1313.65 | |
| MECHA RAPIDA (Cordon d | | 1 | mts | 10 | 0.64 | US$/mts | 6.4 | |
| | | | | | | | **1721.39** | |
| **5.EQUIPOS** | | | | | | | | |
| Perforadora JackLeg | | 1 | PP | 255 | 0.05 | US$/PP | 12.75 | |
| Movilidad | | 0.25 | Dia | 1 | 90 | US$/Dia | 22.5 | |
| | | | | | | | **35.25** | |
| **6.- SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS** | | | | | | | **1939.657** | |
| **7.- COSTOS INDIRECTOS** | | | | | | | | |
| Contingencias | | | | | | (US$) | 13.58 | |
| Medicinas | | | | | | (US$) | 4.75 | |
| Gastos Generales | | | | | | (US$) | 31.15 | |
| | | | | | | | 49.48 | |
| TOTAL | | | | | | | 1989.137 | **3978.27** |
| PRECIO TOTAL x AVANCE LINEAL (US$/ML) | | | | | | | 1441.40362 | **2882.81** |

*Nota: elaboración propia*

Se tiene un costo por metro lineal de $ 1,441.40 antes de usar el nuevo diseño de perforación y voladura.

**Después:**

*Tabla 23: Gastos Unitarios*

| | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **Equipos:** | | Perforadora JackLeg | | | **Eficiencia Pe** | 95% | |
| **Sección:** | | 2.8m x2.8 m | | | **Eficiencia Vo** | 95% | |
| **Longitud de barra:** | | 5 pies | | | **N° taladros:** | 48 | |
| **Long. De avance:** | | 1.45 | | | **N° tal carg:** | 44 de 38 mm | |
| **Pies perforados:** | | 240 | | | **N° Tal alivio:** | 4 de 54 mm | |
| **ITEM** | **DESCRIPCIÓN** | **INCIDENCIA** | **UNID.** | **CANT.** | **SALARIO US$** | | **TOTAL, 1 GUARDIA** US$ | **DOS GURDIAS POR DIA ($)** |
| **1.Mano de obra** | | | | | | | | |
| Maestro perforista | | 100% | Dia | 1 | 53.76 | US$/Dia | 53.76 | |
| Ayudante de perforista | | 100% | Dia | 1 | 44.42 | US$/Dia | 44.42 | |
| Ayudante de mina | | 100% | Dia | 1 | 40.3 | US$/Dia | 40.3 | |
| | | 3 | | | | | **138.48** | |
| **2.EPP** | | | | | | | | |
| Ayudante de mina | | 1 | Dia | 1 | 0.84 | US$/Dia | 0.84 | |
| Personal de perforación | | 1 | Dia | 2 | 1.01 | US$/Dia | 2.02 | |
| | | | | | | | **2.86** | |
| **3.- MATERIALES Y HERRAMIENTAS** | | | | | | | | |
| Barra Cónico de 4 pies | | 0.16 | Unid. | 1 | 72.8 | US$/Unid. | 11.648 | |
| Barra Cónico de 5 pies | | 0.09 | Unid. | 1 | 85.57 | US$/Unid. | 7.7013 | |
| Broca de 38mm | | 210.9 | PP | 1 | 0.06 | US$/PP | 12.654 | |
| Broca de 54 mm | | 11.4 | PP | 1 | 0.19 | US$/PP | 2.166 | |
| Manguera de 1 Pulg | | 0.01 | mts | 39 | 2.15 | US$/mts | 0.8385 | |
| Manguera de 1/2 Pulg | | 0.01 | mts | 39 | 1 | US$/mts | 0.39 | |
| Conexiones | | 0.01 | Unid. | 4 | 7.48 | US$/Unid. | 0.2992 | |
| Aceite de lubricación | | 0.4 | Gls. | 1 | 7.5 | US$/Gls. | 3 | |
| Herramientas generales | | 1 | Dia | 1 | 2.98 | US$/Dia | 2.98 | |
| | | | | | | | **41.677** | |
| **4.- EXPLOSIVOS** | | | | | | | | |
| CARMEX DE 7" (2.10 M) | | 1 | Pza | 48 | 1.92 | US$/Pza | 92.16 | |
| Emulnor 5000 | | 1 | Unid. | 236 | 5.59 | US$/Unid. | 1319.24 | |
| MECHA RAPIDA (Cordon d | | 1 | mts | 10 | 0.64 | US$/mts | 6.4 | |
| | | | | | | | **1417.8** | |
| **5.EQUIPOS** | | | | | | | | |
| Perforadora JackLeg | | 1 | PP | 230 | 0.05 | US$/PP | 11.5 | |
| Movilidad | | 0.25 | Dia | 1 | 90 | US$/Dia | 22.5 | |
| | | | | | | | **34** | |
| **6.- SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS** | | | | | | | **1634.817** | |
| **7.- COSTOS INDIRECTOS** | | | | | | | | |
| Contingencias | | % | | 5% | | (US$) | 13.58 | |
| Medicinas | | % | | 2% | | (US$) | 4.75 | |
| Gastos Generales | | % | 10% | | | (US$) | 31.15 | |
| | | | | | | | 49.48 | |
| TOTAL | | | | | | | 1684.30 | **3368.59** |
| | | PRECIO TOTAL x AVANCE LINEAL (US$/ML) | | | | | **1220.51** | **2441.01** |

*Nota: elaboración propia*

Se tiene un costo de $ 1,220.51 por avance lineal después de implementar el nuevo diseño de perforación y voladura.

CUADRO COMPARATIVO POR MES (31 DIAS)

*Tabla 24: CUADRO COMPARATIVO DE COSTOS UNITARIOS*

| | POR GUARDIA | POR DIA | POR SEMANA | POR MES (31 DIAS) |
|---|---|---|---|---|
| ANTES | 1989.137 | 3978.27 | 27847.918 | 123326.494 |
| DESPUES | 1684.3 | 3368.6 | 23580.2 | 104426.6 |
| DIFERENCIA DE COSTOS ($) | | | | 18899.894 |

Nota: Elaboración propia.

- Se logró reducir los costos un total de $ 18,899.89 en 31 dias.

**Resultados obtenidos de la voladura:**

Se realizó la aplicación de la nueva malla de perforación en 12 disparos en los avances de La GALERIA 750, donde se obtuvieron favorables resultados en cuanto avance lineal, factor de potencia, factor de carga lineal y Costos por disparo. Estos reflejan una significativa mejora respecto al rendimiento anterior de la malla desarrollada en el avance de la misma labor. A continuación, se presentan el ordenamiento y análisis de los resultados obtenidos de los disparos ejecutados.

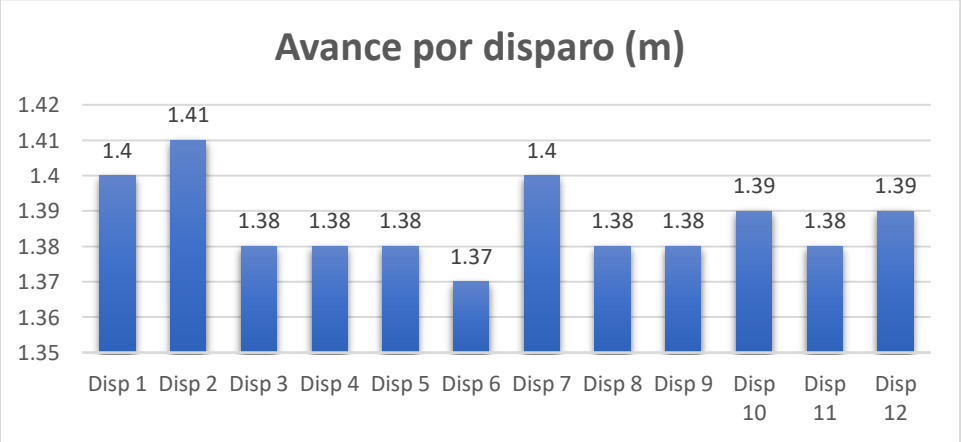
*Tabla 25: RESULTADOS DEL DISPARO CON EL NUEVO DISEÑO DE PERFORACION Y VOLADURA*

| Resultados | Unid. | Disp 1 | Disp 2 | Disp 3 | Disp 4 | Disp 5 | Disp 6 | Disp 7 | Disp 8 | Disp 9 | Disp 10 | Disp 11 | Disp 12 | Promedio |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Avance | m | 1.4 | 1.41 | 1.38 | 1.38 | 1.38 | 1.37 | 1.4 | 1.38 | 1.38 | 1.39 | 1.38 | 1.39 | 1.39 |
| Eficiencia de voladura | % | 91.86 | 92.52 | 90.55 | 90.55 | 90.55 | 89.90 | 91.86 | 90.55 | 90.55 | 91.21 | 90.55 | 91.21 | 90.99 |
| Volumen Roto | m3 | 10.06 | 10.13 | 9.92 | 9.92 | 9.92 | 9.85 | 10.06 | 9.92 | 9.92 | 9.99 | 9.92 | 9.99 | 9.97 |
| Tonelaje | Tn | 28.17 | 28.37 | 27.77 | 27.77 | 27.77 | 27.57 | 28.17 | 27.77 | 27.77 | 27.97 | 27.77 | 27.97 | 27.90 |
| Factor Potencia | kg/tn | 0.85 | 0.85 | 0.86 | 0.86 | 0.86 | 0.87 | 0.85 | 0.86 | 0.86 | 0.86 | 0.86 | 0.86 | 0.86 |
| Factor de Carga Lineal | kg /m | 17.13 | 17.01 | 17.38 | 17.38 | 17.38 | 17.50 | 17.13 | 17.38 | 17.38 | 17.25 | 17.38 | 17.25 | 17.29 |
| Factor de Carga | kg/m3 | 2.38 | 2.37 | 2.42 | 2.42 | 2.42 | 2.44 | 2.38 | 2.42 | 2.42 | 2.40 | 2.42 | 2.40 | 2.41 |

*Nota: elaboración propia*

Se realizaron 12 disparos en la GL 750 donde se obtuvieron los resultados que se muestran en la tabla 25.

*Figura 15: Avance por disparo (m)*

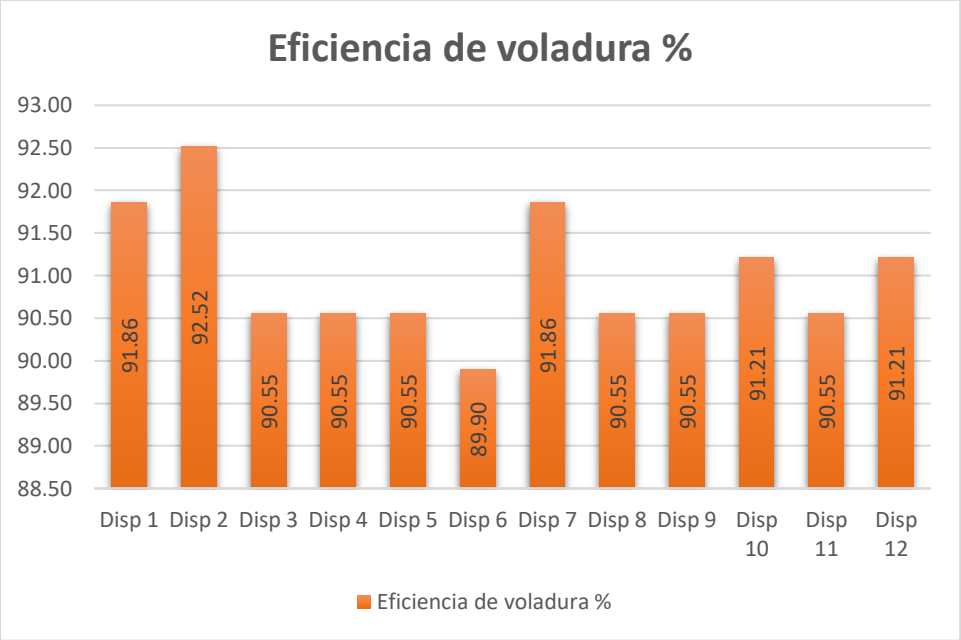



*Nota: Elaboración Propia*

En este grafico podemos visualizar el uso de la nueva malla de perforación en el frente de avance y con una adecuada carga explosiva en las columnas se pudo conseguir avanzar un promedio lineal de 1.39 mts. Lo más importante el disparo no presenta ninguna falla o problemas como soplo o anillado.

### 4.1.3 Análisis de la eficiencia de voladura

Figura 16: Análisis de la eficiencia de voladura



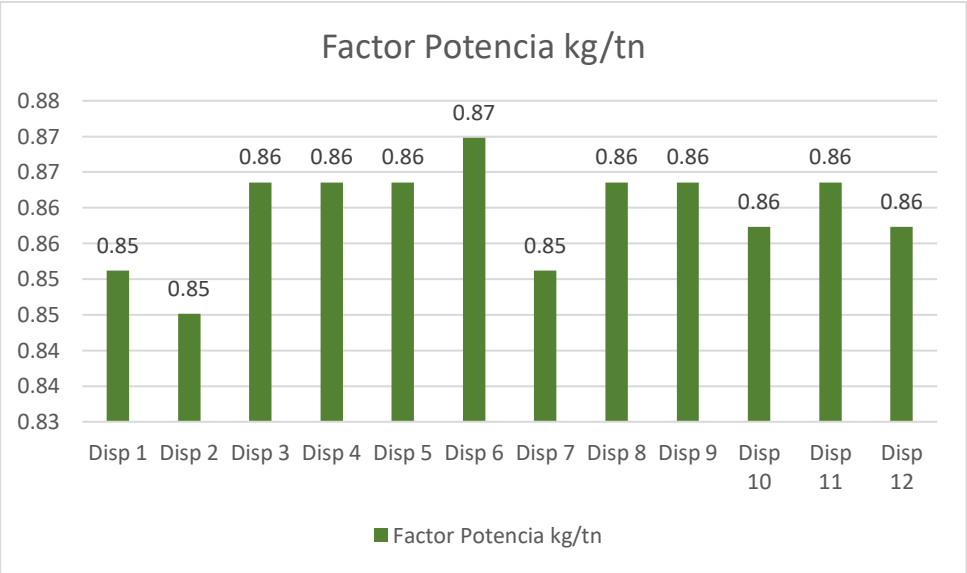

*Nota: Elaboración Propia*

En este grafico podemos visualizar el uso de la nueva malla de perforación en el frente de avance y con una adecuada carga explosiva en las columnas se pudo conseguir avanzar un promedio de eficiencia de voladura es 0.91.

### 4.1.4 Análisis del factor de potencia

Usando el nuevo diseño de la malla de perforación y distribuyendo adecuadamente la carga explosiva, es posible lograr una eficiencia de voladura promedio del 95% como se muestra en el gráfico.

Figura 17: Análisis del factor de potencia

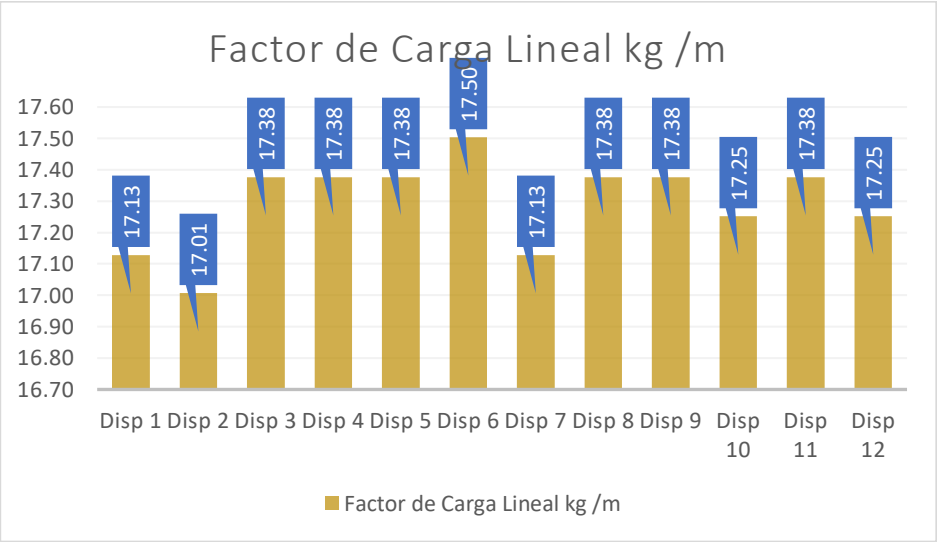



*Nota: Elaboración Propia*

Con la aplicación del nuevo diseño del centro de perforaciones, que no había sido previamente establecido en la unidad, se obtiene un Factor de Potencia medio de 0,86 kg/tm.

### 4.1.5 Análisis del factor de carga lineal

Figura 18: Análisis del factor de carga lineal




*Nota: Elaboración Propia*

Cuando se aplicó el nuevo diseño del centro de perforación a la unidad, que anteriormente carecía de un estándar para el factor de carga, pudimos obtener un factor de carga promedio lineal de 17.29 kg/m.

### 4.1.6 Validación de hipótesis general

Para esta etapa para la validación de hipótesis se tomará la hipótesis general que con la implementación de diseño de perforación y voladura se mejora el avance lineal, también se reducen los costos operativos.

## 4.2. DISCUSIONES

1. Los resultados obtenidos en la presente investigación demuestran que la implementación del nuevo diseño de perforación y voladura permitió mejorar el avance lineal en la galería 750 – Nivel 1635 de la Compañía Minera Cambio S.A., así como optimizar los costos de perforación y voladura. Estos resultados evidencian que un adecuado diseño de la malla de perforación influye directamente en la eficiencia del proceso de desarrollo de labores subterráneas.
2. Los resultados obtenidos coinciden con la investigación de Dorado (2024), quien concluyó que el rediseño de la malla de perforación y voladura permitió alcanzar un avance lineal de 2,21 m por disparo y reducir los costos por metro de avance en 15,76 %. De manera similar, en la presente investigación permitió mejorar el avance lineal y disminuir el costo por metro lineal.
3. Asimismo, los resultados guardan relación con el antecedente de Urco (2024), quien señala que la optimización de los parámetros de perforación y voladura mejora el rendimiento del ciclo de minado, debido a una mejor distribución de los taladros y un aprovechamiento más eficiente de la energía del explosivo. En la presente investigación también se comprobó que la redistribución de la malla

de perforación permitió obtener mejores resultados operativos sin afectar la calidad de la fragmentación.

4. Finalmente, los resultados obtenidos permiten afirmar que la implementación del nuevo diseño de perforación y voladura constituye una alternativa técnica y económicamente viable para mejorar el avance lineal en labores de desarrollo, debido a que incrementa la eficiencia del ciclo de perforación y voladura, optimiza el consumo de explosivos y reduce el costo por metro lineal excavado.

# CONCLUSIONES

1. Se concluye que la implementación del diseño de perforación y voladura permitió mejorar el avance lineal de la Galería 750, Nivel 1635, en la Compañía Minera Cambio S.A., optimizando el rendimiento del ciclo de avance y la eficiencia de las operaciones de desarrollo subterráneo.

2. Las características geomecánicas del macizo rocoso son: RMR, RQD, tipo de roca y los parámetros de diseño de la labor establecer una malla de perforación acorde con las condiciones geológicas y geomecánicas de la Galería 750, Nivel 1635.

3. los parámetros óptimos de perforación y voladura, considerando variables aplicando Holmberg como: burden, espaciamiento, longitud y diámetro de los taladros, tipo y factor de carga del explosivo; logrando un incremento del avance lineal por disparo y una mejor calidad del contorno de la excavación.

4. La comparación de los costos unitarios de perforación y voladura antes y después de la implementación del diseño propuesto evidenció una mejora en la eficiencia económica del proceso constructivo, reflejada en la optimización del consumo de materiales, la reducción de costos operativos de $ 1441.4 a $ 1220.51 un total de $ 220.89 por metro lineal avanzado

## RECOMENDACIONES

1. Se recomienda seguir usando el nuevo diseño de perforación y voladura hasta terminar la galería para evitar gastos innecesarios y para cumplir con el avance programado.
2. Se recomienda que se debe realizar estudio de la roca antes de usar el nuevo diseño de perforación y voladura.
3. Se recomienda que siempre debe estar la constante capacitación del personal de perforación y voladura para mejoras en el avance y producción.
4. Se recomienda que cada cierto tiempo se esté evaluando y controlado los costos en las operaciones de perforación y compra de explosivos y su uso para así poder hacer una correcta estimación del flujo de caja.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS


Agreda Turriate. (2014). Rock Blasting. Lima, Perú.

Alibaba.com. (2020). *Ficha Tecnica*. Obtenido de https://spanish.alibaba.com/p-detail/4WD-60439764132.html?spm=a2700.7724857.0.0.1b325a3aQdhlGC

Alibaba.com. (2021). *Ficha tecnica*. Obtenido de https://spanish.alibaba.com/p-detail/5-1600227465895.html?spm=a2700.galleryofferlist.normal_offer.d_image.7cc12b65BRvfxy

AUGUST. (2026). *MINING ENGINEENNG.*

Bell. (1983). *Fundamentals of Engineering Geology.*

CÁCERES, J. S. (2025). *EVALUACIÓN TÉCNICO ECONÓMICA DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA.* CUSCO.

Carcedo, F. J. (1994). *Manual de perforación y voladura de rocas.* Madrid: Instituto Tecnológico Geominero de España, Madrid, 1994.

Castillo, M. F. (JUNIO de 2019). *Revista del instituto de investigaciones de la facultad de geologia, minas, metalurgia y ciencias geograficas*. Obtenido de https://revistasinvestigacion.unmsm.edu.pe/index.php/iigeo/article/view/16689/14252

Chirinos, E. R. (2024). *Repositorio UNSA.* Obtenido de https://repositorio.unsa.edu.pe/items/6d096dde-0a51-4ddc-848e-e9d0b6f55dac

Dessureault, D. S. (2006). *Rock Excavation.* Arizona.

DORADO, J. Q. (2024). Obtenido de https://repositorio.unsaac.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12918/9406/253T20240802_TC.pdf?isAllowed=y&sequence=1&utm_source=chatgpt.com

EXSA S.A. (2021). *Manual Práctico de Voladuras.* Lima: Quinta edición.

Famesa. (2018). *Famesa*. Obtenido de Famesa: http://www.famesa.com.pe/wp-content/uploads/2016/11/FT-Emulnor.pdf

FAMESA. (25 de Marzo de 2023).

FAMESA. (24 de 07 de 2023). Obtenido de https://www.famesaexplosivos.com/wp-content/uploads/2024/01/FT-DINAMITA-FAMESA-PULVERULENTA.pdf

FAMESA. (10 de Junio de 2025). Obtenido de https://www.famesaexplosivos.com/wp-content/uploads/2023/12/FT-CARMEX.pdf

FAMESA. (2025). Obtenido de https://www.famesaexplosivos.com/producto/carmex-mecha-ensamblado/

Familia Nobel. (2014). *Precios estándar en Perú de la marca Exsa.*

Feijoo, E., & Padrón, J. (2021). *La resistividad de rocas y su relación con la resistencia a compresión simple en mina.*

Galvan, M. A. (12 de 12 de 2024). *Repositorio Institucional UNCP.* Obtenido de https://repositorio.uncp.edu.pe/handle/20.500.12894/11792

Gobierno de España. (s.f.). *Guía de buenas prácticas en el diseño y ejecución de voladuras en banco.* Madrid: Gobierno de España.

Herbert, J. (2013). Perforación y voladura de rocas en minería. Madrid.

Hernandez, R., & Mendoza, P. (2018). *Metodología de la Investigación. Las rutas cuantitativa, cualitativa y mixta.* Ciudad de México: Mc Graw Hill Education.

*Holmberg, R. (1982).* Charge calculations for tunnelling. *En A. A. Balkema (Ed.),* Proceedings of the 1st International Conference on Explosives and Blasting Technique *(pp. 71–81). A. A. Balkema.*

JANAMPA, E. S. (2024). Obtenido de http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/4776/1/T026_73686390_T.pdf

Lara, A. (2014). Perforación y Voladura de Rocas en el Perú.

Mancha, L. A. (2024). *Repositorio Institucional UNCP.* Obtenido de https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/11854/T010_75740804_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Maxdrill. (2021). *Maxdrill*. Obtenido de http://max-drilling.es/5-1-3-jackleg-drill/

Mendoza, M. (2022). Modelo Matemático de Pearse y Holmberg para Reducir la Zona de Daños en Labores Horizontales de Minería Subterranea. Lima. Obtenido de 2020. 978-958- 52071-4-1/2414-6390

Mi Sandiv. (2020). *Sandiv*. Obtenido de https://www.rocktechnology.sandvik/es-la/productos/equipos-de-perforaci%C3%B3n-subterr%C3%A1nea-y-empernadores/jumbos-tuneleros/equipo-de-perforaci%C3%B3n-para-t%C3%BAneles-dt820/

Minas, M. d. (2016). *Decreto Supremo N° 24 - 2016 - EM.* Obtenido de https://www.gob.pe/institucion/osinergmin/normas-legales/741887-024-2016-em

Molero, D. B. (12 de Moviembre de 2019). *Repositorio Academico UPC.* Obtenido de https://repositorioacademico.upc.edu.pe/bitstream/handle/10757/629960/Diaz_BG.pdf?sequence=3&isAllowed=y

Navarro, M. A. (2015). *SCRIBD.* Obtenido de https://es.scribd.com/document/427557372/Cta

Ochoa, A. L. (21 de Agosto de 2024). *Repositorio Institucional UNDAC.* Obtenido de http://repositorio.undac.edu.pe/handle/undac/4655

OCHOA, J. A. (2023). *Optimización del diseño de malla de perforación subterránea.* cuenca.

Olofsson, S. (1988). *de Applied Explosives Technology for Construction and Mining.*

Ortega, C., Jaramillo, A., & Molina, J. (2016). Drilling grid blasting upgrading base on geological strengt index (GSI), case "La Maruja" mine. Colombia. Obtenido de http://repositorio.unjbg.edu.pe/bitstream/handle/UNJBG/4394/2012_2021_suero s_lezama_ch_fain_ingenieria_de_minas.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Paitan, D. P. (12 de Diciembre de 2024). *Repositorio Institucional UNCP.* Obtenido de https://repositorio.uncp.edu.pe/handle/20.500.12894/11792

Paucar, M. (2012). Diseño de malla de perforación y voladura en frentes para optimizar la voladura en la mina San Genaro de la CIA. Minera Castrovirreyna S.A. Obtenido de https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/3173/Paucar%20 Blanco.pdf?sequence=1

Perez, Y. C. (2019). *Repositorio Institucional UNAP.* Obtenido de https://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/20.500.14082/11999/Belizario_ Perez_Yesica_Candelaria.pdf?sequence=1

Quispe, M. A. (11 de Octubre de 2024). *Repositorio Continental.* Obtenido de https://repositorio.continental.edu.pe/handle/20.500.12394/15821

Regina. (2012). *Arequipa*. Obtenido de http://regina5b29.blogspot.com/2012/09/geografia-y-clima.html

Revuelta, M. B. (1999). *Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras.* Madrid.

Santana, L. (2013). Diseño de malla para perforación y voladura de frentes utilizando modelo matemático de Holmberg e índice de volatilidad de Lylli. Obtenido de https://repositorio.uncp.edu.pe/handle/20.500.12894/1340

Semexsa. (2019). *Especificaciones técnicas del explosivo 65% Semexsa y Emulnor.*

Urco, J. A. (2024). *Optimización del avance lineal y costos por disparo mediante la mejora del proceso de perforación y voladura en U.M.El provenir, Nexa Resources - 2024*. Obtenido de https://repositorio.uncp.edu.pe/server/api/core/bitstreams/790b7487-dda9-4a27-84c1-9698ba3ee582/content

Zaruma, K. J. (2021). Obtenido de https://www.dspace.espol.edu.ec/bitstream/123456789/52305/1/T-70606%20PUMA%20-%20LLERENA.pdf

**ANEXOS**

# PETS OPERACIONES MINA

PETS OPERACIONES MINA

PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO SEGURO (PETS)

MINERA CAMBIO S.A.

**2025**

MINERA CAMBIO S.A.
CHÁPARRA - AREQUIPA - PERÚ



**MINERA CAMBIO S.A.**
**OPERACIONES MINA DE MINERA CAMBIO S.A.**

**PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO SEGURO (PETS)**
**"PERFORACIÓN EN LABORES MINERAS"**

| PREPARADO POR: | REVISADO POR: | REVISADO POR: | APROBADO POR: |
|---|---|---|---|
| Marcos Sihuacollo Vargas<br>Jefe de guardia | Edmundo Curo Basilio<br>Jefe de Mina | Uriel Hidalgo Ramos Turpo<br>Jefe de SSOMA | Melquiades Ala C. |
| Supervisor de Área<br>Fecha: 01-12-2024 | Jefe del Área | Gerente de Seguridad y Salud Ocupacional | Gerente General<br>Fecha: 08-12-2024 |



1. **PERSONAL**
   - 1.1. Maestro perforista
   - 1.2. Ayudante

2. **EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL**
   - 2.1. Casco de seguridad.
   - 2.2. Barbiquejo.
   - 2.3. Respirador para gases y polvo.
   - 2.4. Tapón de oídos y orejeras.
   - 2.5. Guantes de jebe.
   - 2.6. Correa portalámpara.
   - 2.7. Botas de jebe con punta de acero.
   - 2.8. Uniforme con cintas reflectivas.
   - 2.9. Lentes de malla.
   - 2.10. Ropa de jebe (saco y pantalón).

3. **EQUIPOS / HERRAMIENTAS / MATERIALES**
   - 3.1. Máquina perforadora Jackleg.
   - 3.2. Lámpara minera.
   - 3.3. Plataforma de perforación.
   - 3.4. Cáncamos de sujeción.
   - 3.5. Juego de barras cónicas de perforación.
   - 3.6. Brocas de perforación.
   - 3.7. Saca barrenos.
   - 3.8. Cucharilla.
   - 3.9. Cuchilla.
   - 3.10. Dos Juegos de barretillas de 4', 6' y 8'
   - 3.11. Llave stilson de 14".
   - 3.12. Aceitera y aceite lubricante.
   - 3.13. Pico, lampa y comba de 6 libras.
   - 3.14. Guiadores de madera o de PVC.
   - 3.15. Pintura esmalte u ocre.
   - 3.16. Tablas de 2".
   - 3.17. Flexómetro y cordel.
   - 3.18. Mangueras de perforación flexible de diámetro 1 pulgada y ½ pulgada
   - 3.19. Disco de jebe.

4. **PROCEDIMIENTO**
   - 4.1. El perforista y el ayudante deben ser profesionales competentes y capacitados.
   - 4.2. Recibir la orden de trabajo directa del supervisor (previa coordinación con el jefe de guardia).
   - 4.3. Verificar la ventilación de su labor e inspeccionar el área trabajo identificando todos los peligros en el trabajo.
   - 4.4. Realizar el llenado de las herramientas de gestión (IPERC, PETAR, CHECK LIST).
   - 4.5. Realizar un correcto desatado de rocas sueltas, regado de hastiales y lavar el frente según PETS MCB-MIN-001.
   - 4.6. Verificar la presencia de tiros cortados, si hubiese; desactivarlo según el PETS MCB-MI-PETS-009.



   - 4.7. Inspeccionar el estado de los cuadros de sostenimiento, hastiales, frente de labor y el estado de las herramientas manuales.
   - 4.8. Inspeccionar los aceros de perforación (maquina perforadora y accesorios) que estén en buen estado.
   - 4.9. El traslado de la maquina perforadora se realizará entre dos personas, una persona llevará la máquina perforadora y la otra persona llevará la barra de avance junto con su lubricadora hacia el punto de perforación. En labores verticales el equipo se subirá desacoplada de plataforma en plataforma con ayuda de una soga de seguridad.
   - 4.10. Llenar la lubricadora con aceite luego instalar la máquina perforadora y registrar la presión del aire y agua.

**PERFORACIÓN EN LABORES HORIZONTALES**

   - 4.11. Lavar el frente y marcar con pintura el punto de dirección, punto para la barra de avance, gradiente, perímetro y malla de perforación de acuerdo a la calidad de roca.
   - 4.12. Para los taladros de la corona con secciones iguales o mayores a 7' x 8' usar plataforma de perforación.
   - 4.13. Insertar disco de jebe y la broca a la barra cónica y golpear la broca en piso firme para fijarla. Para cambiar la broca, se debe usar el "sacabrocas".
   - 4.14. Sujetar fuertemente la manguera de aire de 1" para abrir la válvula de aire comprimido y realizar el sopleteo, orientar al vacío.
   - 4.15. Antes que el ayudante abra la válvula de tubería de aire, el perforista debe tener todas las válvulas de la maquina cerradas para prevenir que la máquina se levante violentamente.
   - 4.16. Colocar y fijar la garra de la barra de avance en piso firme, en caso del uso de la plataforma, posicionar la garra entre la abertura de las tablas.
   - 4.17. Para iniciar la perforación se debe:
     - Posicionarse siempre a un lado de la máquina.
     - Utilizar lentes de seguridad y protección auditiva.
     - Colocar la barra de avance teniendo en cuenta el punto de barra.
     - Iniciar la perforación a baja velocidad en el emboquillado.
     - Utilizar el juego de barrenos: patero, seguidor y pasador.
     - El primer taladro se iniciará en el centro de la corona con el patero de 3 pies, continuar con la perforación con el pasador de 5 pies.
     - El ayudante debe sujetar la barra de perforación aproximadamente 20 cm. de la broca.
     - Desatar el área de perforación después de inspeccionar.
   - 4.18. Durante la perforación utilizar 3 guiadores como mínimo de madera o PVC para el paralelismo.
   - 4.19. Realizar el barrido de debritos durante la perforación para evitar atascos.
   - 4.20. En caso de atascarse el barreno, utilizar el saca barreno posicionándose bien con un pie adelante y hacer girar el barreno atascado en uno y en otro sentido.

**DESPUÉS DE LA PERFORACIÓN**

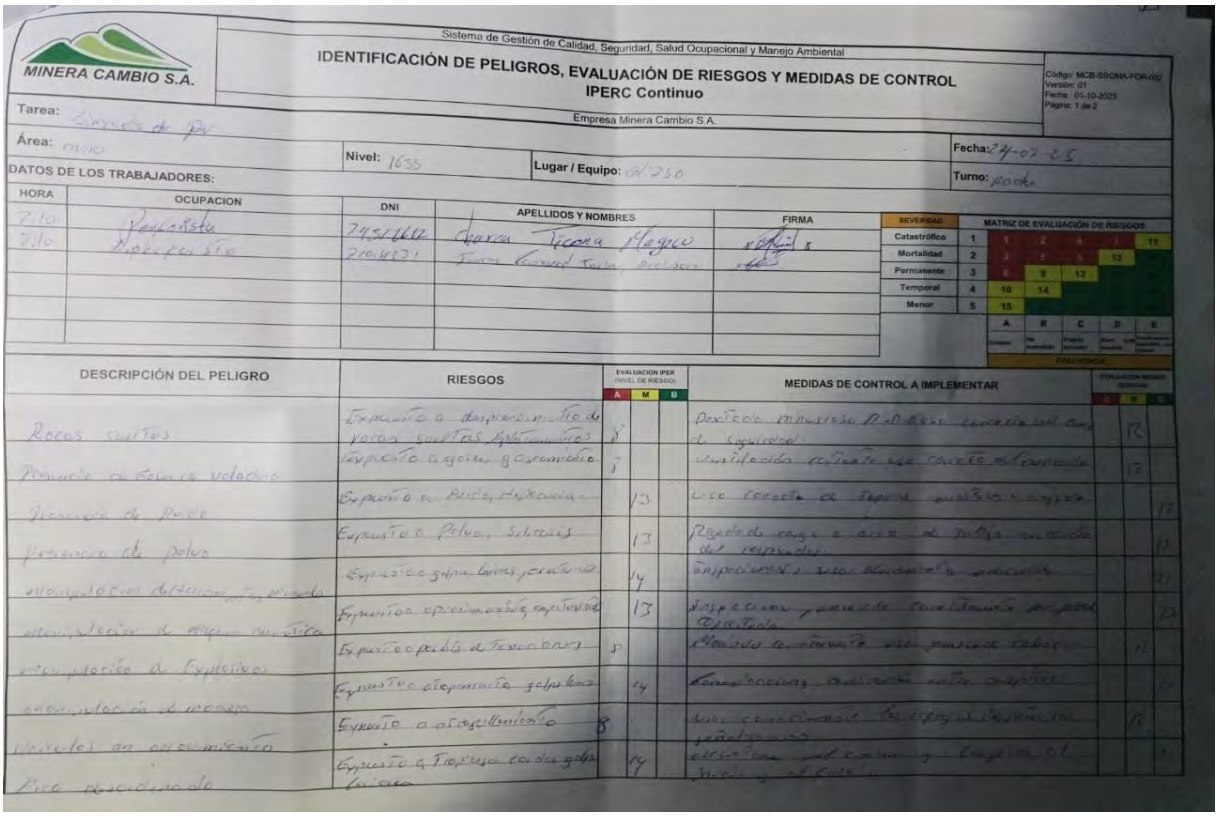
4.38. Cerrar las válvulas de alimentación de agua y aire.
4.39. Descargar el aire y agua de la máquina perforadora y desconectar las mangueras de agua y aire.
4.40. Trasladar la perforadora y barrenos al perchero. Guardar la perforadora con la bocina hacia abajo y cubrirlo con una capucha. Usar tapón en el ingreso del aire de la lubricadora.
4.41. Terminado la perforación, realizar orden y limpieza, guardar las herramientas y accesorios en un lugar seguro.

**5. RESTRICCIONES:**

5.1. No usar escaleras y sogas en la perforación.
5.2. Se prohíbe perforar, cuando haya tiros cortados, eliminarlos recargando.
5.3. Se prohíbe realizar la perforación en los tacos dejados por la voladura anterior.
5.4. Se prohíbe perforar cuando la perforadora está en mal estado o le falte algún elemento.
5.5. Si hay rocas sueltas parar la perforación y realizar el desatado de rocas.
5.6. Al detectar los aceros desgastados realizar el cambio.
5.7. No usar la perforadora u otra herramienta (combas), para sacar el barreno atascado.

PETS (PROCEDIMIENTOS ESCRITOS DE TRABAJO SEGURO): Son documentos donde se describen los procedimientos de trabajos que se debe realizar y esta distribuido en cada labor.

**IPERC (ADELANTE)**


MINERA CAMBIO S.A.

Sistema de Gestión de Calidad, Seguridad, Salud Ocupacional y Manejo Ambiental

IDENTIFICACIÓN DE PELIGROS, EVALUACIÓN DE RIESGOS Y MEDIDAS DE CONTROL
IPERC Continuo

Empresa Minera Cambio S.A.

Tarea:
Área:
Nivel:
Lugar / Equipo:
Fecha:
Turno:

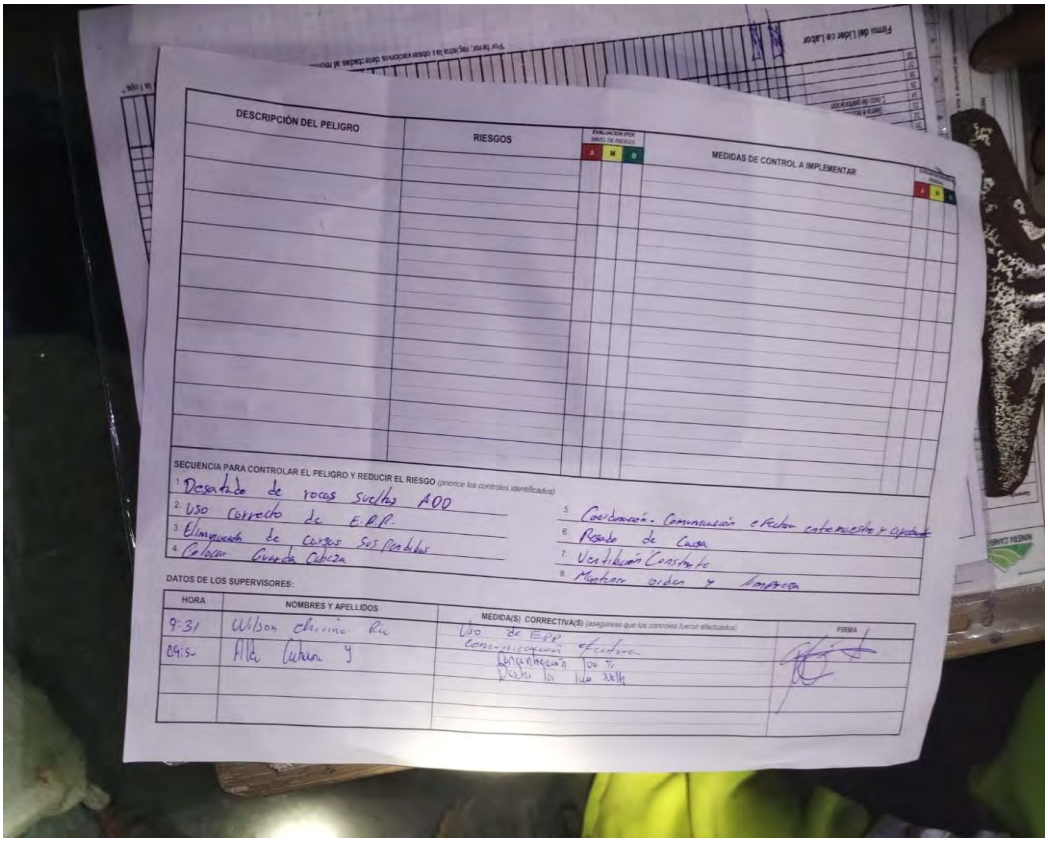
DATOS DE LOS TRABAJADORES:

| HORA | OCUPACION | DNI | APELLIDOS Y NOMBRES | FIRMA |
|---|---|---|---|---|
| | | | | |

| DESCRIPCIÓN DEL PELIGRO | RIESGOS | EVALUACION IPER (NIVEL DE RIESGO) A | M | B | MEDIDAS DE CONTROL A IMPLEMENTAR | A | M | B |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | |

**Nota: Documentos de Minera Cambio S.A.**

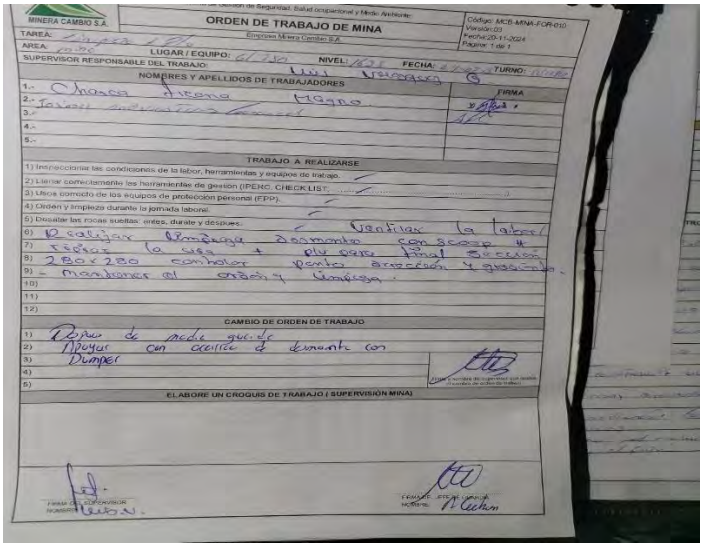
**IPERC (ATRÁS)**




**Nota: Documentos de Minera Cambio S.A.**

**IPERC (IDENTIFICACION DE PELIGROS, EVALUACION DE RIESGOS Y MEDIDAS DE CONTROL): Se realiza antes de realizar cualquier actividad.**

## ORDEN DE TRABAJO



MINERA CAMBIO S.A.

ORDEN DE TRABAJO DE MINA

Empresa Minera Cambio S.A.

Código: MCB-MINA-FOR-010
Versión: 03
Fecha: 20-11-2024
Página: 1 de 1

TAREA:
AREA:
LUGAR / EQUIPO:
NIVEL:
FECHA:
TURNO:
SUPERVISOR RESPONSABLE DEL TRABAJO:

NOMBRES Y APELLIDOS DE TRABAJADORES

| | FIRMA |
|---|---|
| 1.- | |
| 2.- | |
| 3.- | |
| 4.- | |
| 5.- | |

TRABAJO A REALIZARSE

1) Inspeccionar las condiciones de la labor, herramientas y equipos de trabajo.
2) Llenar correctamente las herramientas de gestión (IPERC, CHECK LIST).
3) Uso correcto de los equipos de protección personal (EPP).
4) Orden y limpieza durante la jornada laboral.
5) Desatar las rocas sueltas: antes, durante y después.
6) Realizar Rimbaje
7) Fijar la caja
8) 2.80 x 2.80
9) - Mantener el orden y limpieza.
10)
11)
12)

CAMBIO DE ORDEN DE TRABAJO

1) Dejar de medir que dice
2) Apoyar con acerrillo
3) Dumper

ELABORE UN CROQUIS DE TRABAJO ( SUPERVISIÓN MINA)

FIRMA DEL SUPERVISOR
NOMBRE:

FIRMA DEL TRABAJADOR
NOMBRE:

*Nota: Documentos de Minera Cambio S.A.*

**Documento donde el jefe de guardia o supervisor deja la orden escrita para que los trabajadores realicen la actividad.**

## CAPACITACION INSITU

MINERA CAMBIO S.A.

Sistema de Gestión de Seguridad, Salud Ocupacional y Medio Ambiente

CAPACITACIÓN EN LA LABOR (INSITU)

Empresa Minera Cambio S.A.

TAREA:
LUGAR / EQUIPO:
NIVEL:
FECHA:
TURNO:
TEMA:
TIEMPO:
CAPACITADOR:
CARGO:

| N° | DNI | NOMBRES Y APELLIDOS | AREA | CARGO | FIRMA |
|---|---|---|---|---|---|
| 01 | | | | | |
| 02 | | | | | |
| 03 | | | | | |
| 04 | | | | | |
| 05 | | | | | |
| 06 | | | | | |

FIRMA DEL CAPACITADOR
V°B° SUPERVISOR DE AREA
V°B° AREA DE SSOMA

*Nota: Documentos de Minera Cambio S.A.*

**Documento donde el perforista o personal con mas experiencia realiza una capacitación en el lugar de 3 a 5 minutos antes de realizar cualquier actividad.**

**FRENTE ANILLADO**

*Nota: Imágenes captados en campo.*

**Resultado deficiente de perforación y voladura donde se observa frente anillado**

**PROBANDO VARIOS DISEÑOS DE PERFORACION Y VOLADURA**

*Nota: Imágenes captados en campo.*

*Nota: Imágenes captados en campo.*

**Se probó varios diseños de malla de perforación y voladura.**

**DISEÑO DE PERFORACION Y VOLADURA ANTES SEGÚN EL CRITERIO DEL PERFORISTA**

*Nota: Imágenes captados en campo.*

**Los diseños anteriormente se realizaban según el criterio del perforista, según su experiencia en otras minas.**

**PLATAFORMA DE PERFORACION**

*Nota: Imágenes captados en campo.*

**Se utiliza una plataforma de perforación por la altura de la sección.**

**MAQUINA JACKLEG RNP**

*Nota: Imágenes captados en campo.*

**El equipo de perforación que se usa en la empresa es la maquina jackleg RNP**

**DESATADO DE ROCAS SUELT**

*Nota: Imágenes captados en campo.*

**Antes de realizar cualquier actividad se realiza el desatado de rocas sueltas.**

**TACOS POR SOPLO EN FRENTE DISPARADO**

*Nota: Imágenes captados en campo.*

*Nota: Imágenes captados en campo.*

Las imágenes anteriores muestran las deficiencias de voladura a causa de una mala distribución de explosivos y una falta de estándar de diseño de perforación y voladura.

BASE DE DATOS OPERACIONES

| 1 | FECHA | MES | SEMANAS | TURNO | LABOR | NIVEL | SECCION(m 2)/ POT. VETA (m.) | erforista (HH) | yudante (HH) | Obrero (HH) | Sup Guardia | N° MAQUINA | al. perforados | al. cargados | ngitud barreno | Pies Perforados | Medicion (m) | Avance (m) | Avance teórico (m) | mulsión 5000 | Carmex (Unid) | cha Rápida (m) |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 14240 | 01/01/2025 | Enero | semana 1 | Dia | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | Luis | 28 | 46 | 43 | 5 | 230 | 1.35 | 1.35 | 1.38 | 215 | 43 | 10 |
| 14246 | 01/01/2025 | Enero | semana 1 | Noche | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 2 | | mico | 28 | | | | 0 | | 0.00 | 0.00 | 0 | | |
| 14256 | 02/01/2025 | Enero | semana 1 | Dia | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | Luis | 28 | 46 | 43 | 5 | 230 | 1.35 | 1.35 | 1.38 | 215 | 43 | 10 |
| 14262 | 02/01/2025 | Enero | semana 1 | Noche | GL 750 | 1720 | 2.80 X 2.80 | 1 | 2 | | mico | 28 | 58 | 54 | 4 | 232 | 1.35 | 1.35 | 1.10 | 270 | 54 | 15 |
| 14272 | 03/01/2025 | Enero | semana 1 | Dia | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | Luis | 28 | 47 | 43 | 4 | 188 | 1.35 | 1.35 | 1.10 | 215 | 43 | 10 |
| 14279 | 03/01/2025 | Enero | semana 1 | Noche | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | mico | 28 | 51 | 48 | 5 | 255 | 1.35 | 1.35 | 1.38 | 240 | 48 | |
| 14290 | 04/01/2025 | Enero | semana 1 | Dia | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | Luis | 28 | 47 | 43 | 5 | 235 | 1.35 | 1.35 | 1.38 | 215 | 43 | 10 |
| 14298 | 04/01/2025 | Enero | semana 1 | Noche | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | mico | 28 | 54 | 50 | 5 | 270 | 1.35 | 1.35 | 1.38 | 250 | 50 | |
| 14308 | 05/01/2025 | Enero | semana 1 | Dia | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | Luis | 28 | 45 | 43 | 5 | 225 | 1.35 | 1.35 | 1.38 | 215 | 43 | 10 |
| 14316 | 06/01/2025 | Enero | semana 1 | Noche | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | mico | 28 | 54 | 50 | 5 | 270 | 1.40 | 1.40 | 1.38 | 250 | 50 | 15 |
| 14326 | 07/01/2025 | Enero | semana 1 | Dia | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | Luis | 28 | 47 | 43 | 5 | 235 | | 0.00 | 1.38 | 215 | 43 | 10 |
| 14334 | 07/01/2025 | Enero | semana 1 | Noche | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | mico | 28 | 53 | 49 | 5 | 265 | 1.40 | 1.40 | 1.38 | 245 | 49 | 15 |
| 14344 | 08/01/2025 | Enero | semana 2 | Dia | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | Luis | 28 | 46 | 43 | 5 | 230 | 1.40 | 1.40 | 1.38 | 215 | 43 | 10 |
| 14353 | 08/01/2025 | Enero | semana 2 | Noche | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | mico | 28 | 52 | 48 | 5 | 260 | 1.40 | 1.40 | 1.38 | 240 | 48 | 15 |
| 14363 | 09/01/2025 | Enero | semana 2 | Dia | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | Luis | 28 | 46 | 43 | 5 | 230 | 1.40 | 1.40 | 1.38 | 215 | 43 | 10 |
| 14372 | 09/01/2025 | Enero | semana 2 | Noche | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | mico | 28 | 51 | 48 | 5 | 255 | 1.40 | 1.40 | 1.38 | 240 | 48 | 13 |
| 14384 | 10/01/2025 | Enero | semana 2 | Dia | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | Luis | 27 | | | | 0 | | 0.00 | 0.00 | 0 | | |
| 14393 | 10/01/2025 | Enero | semana 2 | Noche | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | mico | 27 | 1 | 1 | 3 | 3 | | 0.00 | 0.00 | 5 | 1 | 0.5 |
| 14402 | 11/01/2025 | Enero | semana 2 | Dia | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | mico | 27 | | | | 0 | | 0.00 | 0.00 | 0 | | |
| 14422 | 12/01/2025 | Enero | semana 2 | Dia | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | mico | 27 | 55 | 52 | 5 | 275 | 1.40 | 1.40 | 1.38 | 260 | 52 | 15 |
| 14433 | 12/01/2025 | Enero | semana 2 | Noche | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | Patatingo | 28 | 56 | 52 | 5 | 280 | 1.40 | 1.40 | 1.38 | 260 | 52 | 13 |
| 14442 | 13/01/2025 | Enero | semana 2 | Dia | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | mico | 27 | 53 | 50 | 5 | 265 | 1.50 | 1.50 | 1.38 | 250 | 50 | 15 |
| 14453 | 13/01/2025 | Enero | semana 2 | Noche | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | Patatingo | 28 | 56 | 52 | 5 | 280 | 1.50 | 1.50 | 1.38 | 260 | 52 | 13 |
| 14462 | 14/01/2025 | Enero | semana 2 | Dia | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | mico | 27 | 49 | 46 | 5 | 245 | 1.50 | 1.50 | 1.38 | 230 | 46 | 15 |
| 14473 | 14/01/2025 | Enero | semana 2 | Noche | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | Patatingo | 28 | 50 | 46 | 5 | 250 | 1.50 | 1.50 | 1.38 | 230 | 46 | 11 |
| 14482 | 15/01/2025 | Enero | semana 2 | Dia | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | mico | 27 | 51 | 48 | 5 | 255 | 1.50 | 1.50 | 1.38 | 240 | 48 | 15 |
| 14492 | 15/01/2025 | Enero | semana 2 | Noche | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | Patatingo | 27 | 56 | 52 | 5 | 280 | 1.40 | 1.40 | 0.00 | 260 | 52 | 13 |
| 14501 | 16/01/2025 | Enero | semana 3 | Dia | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | mico | 27 | 54 | 50 | 5 | 270 | 1.45 | 1.45 | 1.38 | 250 | 50 | 15 |
| 14512 | 16/01/2025 | Enero | semana 3 | Noche | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | Patatingo | 28 | 56 | 52 | 5 | 280 | 1.40 | 1.40 | 1.38 | 260 | 52 | 13 |
| 14521 | 17/01/2025 | Enero | semana 3 | Dia | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | mico | 27 | 54 | 50 | 5 | 270 | 1.50 | 1.50 | 1.38 | 250 | 50 | 15 |
| 14532 | 17/01/2025 | Enero | semana 3 | Noche | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | Patatingo | 28 | 57 | 52 | 5 | 285 | 1.45 | 1.45 | 1.38 | 260 | 52 | 13 |
| 14541 | 18/01/2025 | Enero | semana 3 | Dia | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | mico | 27 | 54 | 50 | 5 | 270 | 1.50 | 1.50 | 1.38 | 250 | 50 | 15 |
| 14552 | 18/01/2025 | Enero | semana 3 | Noche | GL 750 | 1620 | 2.80 X 2.80 | 1 | 1 | | Patatingo | 28 | 56 | 52 | 5 | 280 | 1.50 | 1.50 | 1.38 | 260 | 52 | 13 |

B.D. Operaciones | Caracteristicas | B.D. Equipos | B.D. Aceros | JACK LEG

*Nota: Base de datos de operaciones mina de Minera Cambio S.A.*

Los jefes de guardia llevan el control diario de consumo, avance y producción en mina.

ESTOCADAS EN GALERIA 750 (Se realiza para verificar la distancia de la veta a la galería)

*Nota: Imágenes captados en campo.*

REFUGIOS EN GALERIA 750 (Se realiza cada 50 metros en la galería)

*Nota: Imágenes captados en campo.*

BROCAS USADAS (Brocas de 38mm)

*Nota: Imágenes captados en campo.*

GALERIA 750 (Labor sección 2.8m 2.8m terreno inestable)

*Nota: Imágenes captados en campo.*

MANGA DE VENTILACION DE 24 PULGADAS (Se utilizan para ventilar el labor)

*Nota: Imágenes captados en campo.*

ESPECIFICACIONES DE CAJA DE EXPLOSIVOS

*Nota: Imágenes captados en campo.*

CORTADA SANTA ROSA NV. 1635 MINERA CAMBIO S.A.

*Nota: Imágenes captados en campo.*