Universidad Continental

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

TESIS

"Estrategias para reducir la sobrerotura en labores de avance con mala calidad de roca en minería subterránea"

Autor

Hector Mina Espinoza

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo – Perú

2025

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital

Esta obra está bajo una licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional"

INFORME DE CONFORMIDAD DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

A	:	Decano de la Facultad de Ingeniería
DE	:	Nelida Tantavilca Martinez Asesor de trabajo de investigación
ASUNTO	:	Remito resultado de evaluación de originalidad de trabajo de investigación
FECHA	:	5 de Agosto de 2025

Con sumo agrado me dirijo a vuestro despacho para informar que, en mi condición de asesor del trabajo de investigación:

Título:
"Estrategias para reducir la sobrerotura en labores de avance con mala calidad de roca en minería subterránea"

Autores:
1. Hector Mina Espinoza – EAP. Ingeniería de Minas

Se procedió con la carga del documento a la plataforma "Turnitin" y se realizó la verificación completa de las coincidencias resaltadas por el software dando por resultado 20 % de similitud sin encontrarse hallazgos relacionados a plagio. Se utilizaron los siguientes filtros:

- Filtro de exclusión de bibliografía SI [x] NO [ ]
- Filtro de exclusión de grupos de palabras menores SI [x] NO [ ]
  N° de palabras excluidas **(en caso de elegir "SI")**: 1
- Exclusión de fuente por trabajo anterior del mismo estudiante SI [ ] NO [x]

En consecuencia, se determina que el trabajo de investigación constituye un documento original al presentar similitud de otros autores (citas) por debajo del porcentaje establecido por la Universidad Continental.

Recae toda responsabilidad del contenido del trabajo de investigación sobre el autor y asesor, en concordancia a los principios expresados en el Reglamento del Registro Nacional de Trabajos conducentes a Grados y Títulos – RENATI y en la normativa de la Universidad Continental.

Atentamente,

La firma del asesor obra en el archivo original
(No se muestra en este documento por estar expuesto a publicación)

AGRADECIMIENTOS

A los docentes de la Universidad Continental que con esfuerzo y dedicación aportaron a mi formación profesional inculcándome valores y conocimientos técnicos que serán mis herramientas de trabajo como ingeniero de minas.

Así mismo, agradezco a los ingenieros de la empresa contratista y titular minero de la unidad minera donde laboro por apoyarme y facilitar la ejecución del presente proyecto.

DEDICATORIA

A mis padres quienes incansablemente con su apoyo moral y económico lucharon hasta convertirme en ingeniero de minas.

ÍNDICE

PORTADA.....i
AGRADECIMIENTOS.....iv
DEDICATORIA.....v
ÍNDICE.....vi
ÍNDICE DE TABLAS.....ix
ÍNDICE DE FIGURAS.....x
RESUMEN.....xi
ABSTRACT.....xii
INTRODUCCIÓN.....xiii
CAPÍTULO I.....12
PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO.....12
1.1. Planteamiento y formulación del problema.....12
1.1.1. Problema general.....12
1.1.2. Problemas específicos.....12
1.2. Objetivos.....12
1.2.1. Objetivo general.....12
1.2.2. Objetivos específicos.....12
1.3. Justificación e importancia.....13
1.4. Delimitación del proyecto.....13
1.5. Hipótesis y variables.....13
1.5.1. Hipótesis general.....14
1.5.2. Hipótesis específicas.....14
1.5.3. Variable independente:.....14
Estrategias (malla de perforación y voladura).....14
1.5.4. Variable dependiente:.....14
Sobrerotura en labores de avance.....14
CAPÍTULO II.....15
MARCO TEÓRICO.....15
2.1. Antecedentes de la investigación.....15
2.1.1. Antecedentes nacionales.....15
2.1.2. Antecedentes internacionales.....17
2.2. Bases teóricas.....18
2.2.1. Geología regional.....18
2.2.2. Geología local.....20

2.2.3. Malla de perforación 21
2.2.4. Diámetro de perforación 21
2.2.5. Taladros de arrastre 21
2.2.6. Taladros de corona 21
2.2.7. Taladros de hastiales 21
2.2.8. Malla de voladura 21
2.2.9. Cortes o arranque 22
2.2.10. Taladros de alivio 23
2.2.11. Factor de carga 23
2.2.12. Factor de potencia 23
2.2.13. Fanel 23
2.2.14. Emulnor 23
2.2.15. Sobrerotura en labores de avance 23
2.2.16. Subrotura en labores de avance 23
2.2.17. Calidad de roca 23
CAPÍTULO III 25
METODOLOGÍA 25
3.1. Método, tipo o alcance de la investigación 25
3.1.1. Método de investigación 25
3.1.2. Tipo de investigación 25
3.1.3. Nivel de investigación 25
3.1.4. Diseño de investigación 25
3.1.5. Alcance de la investigación 26
3.1.6. Población 26
3.1.7. Muestra 26
3.2. Materiales y métodos (aplicación de la ingeniería) 26
3.2.1. Método de recolección de datos 26
3.2.2. Técnicas de recolección de datos 27
3.2.3. Fuentes primarias de datos 27
3.2.4. Fuentes secundarias de datos 27
3.3. Procedimiento de ejecución del proyecto 27
3.3.1. Proceso de recolección de datos 28
3.2.2. Malla de perforación y voladura propuesta 35
3.2.3. Nuevo esquema de carguío con explosivos 36

3.2.4. Proceso de prueba de nueva malla de perforación y voladura 38
3.2.4.1. Difusión de la malla de perforación y voladura 38
3.2.4.2. Proceso de pintado de malla en el frente 38
3.2.4.3. Proceso de perforación del frente 39
3.2.4.4. Proceso de carguío con explosivos 41
3.2.4.5. Proceso de desate mecanizado 41
CAPÍTULO IV 43
RESULTADOS Y DISCUSIÓN 43
4.1. Presentación de resultados 43
4.2. Discusión de resultados 46
4.3. Contraste de las hipótesis 48
CAPÍTULO V 49
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES 49
5.1. Conclusiones 49
5.2. Recomendaciones 49
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS 50
ANEXOS 51
Anexo 1. *Matriz de consistencia* 52
Anexo 2: *Matriz de variables* 53

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Data de avance (m) y sobrerotura (%) de la Vn.8683E Nv.3912 en el mes de septiembre 30

Tabla 2: Resultados post voladura de avance(m) y sobrerotura (%) con malla del proyecto . 43

Tabla 3: Tabla comparativa de taladros perforados, cargados y de alivio antes y después del proyecto 45

Tabla 4: Tabla comparativa de los indicadores de voladura antes y después del proyecto..... 45

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Mapa geológico regional 19
Figura 2: Mapa geológico local 20
Figura 3: Malla de perforación 22
Figura 4: Modelos de cortes y arranque 22
Figura 5: Esquema del diseño de investigación 25
Figura 6: Flujograma del procedimiento de actividades del proyecto 28
Figura 7: Reporte de labores y avance por disparo 29
Figura 8: Sobrerotura de labores disparadas 29
Figura 9: Gráfica de avance(m) y sobrerotura (%) de la Vn.8683E Nv.3912 en el mes de septiembre 31
Figura 10: Malla de perforación y voladura anterior al proyecto 32
Figura 11: Esquema de carguío de frente con explosivo utilizada anterior al proyecto 33
Figura 12: Malla de perforación y voladura propuesta por el proyecto 35
Figura 13: Nuevo esquema de carguío con explosivos del frente 36
Figura 14: Difusión de la nueva malla de perforación y voladura 38
Figura 15: Pintado de la malla de perforación en el frente 39
Figura 16: Proceso de perforación de frente 40
Figura 17: Precorte con 11 taladros de alivio rimados en la corona 40
Figura 18: Proceso de carguío de frente con explosivos 41
Figura 19: Proceso de desate mecanizado con Scailer 42
Figura 20: Cuadro estadístico comparativo el pre y post proyecto en eficiencia de avance (m) 44
Figura 21: Sobrerotura (%) de los disparos comparativo del pre y post proyecto 44

RESUMEN

El presente trabajo de investigación titulado: “Estrategias para reducir la sobrerotura en labores de avance con mala calidad de roca en minería subterránea”, es una investigación de tipo aplicativa ya que en primer lugar se identifica la problemática, su causa raíz y finalmente se proponen alternativas de mejora para mitigar y/o evitar la recurrencia en el problema.

El problema general identificado es la sobrerotura en las labores de avance y mayormente en aquellas donde la roca es de mala calidad es decir de tipo IV y V según la clasificación geomecánica.

En este sentido se parte desde la hipótesis que menciona que, la sobrerotura está directamente ligada a la malla de perforación, voladura y a la calidad de roca; por lo tanto, es necesario realizar la evaluación de esta malla y optimizar algunos parámetros para que estén ajustados particularmente al tipo de roca, para ello se han planteado los siguientes objetivos: evaluar la malla de perforación, voladura, la relación del número de taladros perforados y cargados, el factor de carga y potencia; para tener como resultado la reducción de la sobrerotura en labores de avance con rocas que tienen un RMR menor a 35 que permita tener labores más estables geomecánicamente y reducir los costos de sostenimiento por conceptos de *shotcrete*, pernos *swellex*.

El método investigación es un método mixto, el tipo de investigación es aplicativo, el nivel de investigación explicativo aplicado, el diseño de investigación no experimental longitudinal y evolutivo y el alcance de la investigación será correlacional.

Finalmente como desarrollo del proyecto al evaluar la malla de perforación y voladura se logró identificar que la cantidad de explosivos empleados en terrenos de mala calidad es excesiva, lo que genera mayor energía en los contornos de la labor ya sea en los hastiales y/o la corona que son afectados con la sobreescavación, por lo tanto, se planteó reducir la carga explosiva eliminando todo el explosivo de los taladros de la corona y remplazándola por taladros de alivio rimados a 102 mm que actúan como una especie de precorte evitando el efecto rompedor del explosivo en la corona y con ello se logró reducir la sobrerotura de 25 % a 12 % comprobando y aceptando así que la hipótesis planteada en el proyecto.

Palabras clave: *sobrerotura, malla de perforación, esquema de carguío, factor de carga*

ABSTRACT

The present research work titled: "Strategies to Reduce Overbreak in Advancement Works with Poor Rock Quality in Underground Mining" is an applied type of research as it first identifies the problem, its root cause, and finally proposes improvement alternatives to mitigate and/or prevent recurrence of the problem. The general problem identified is the overbreak in advancement works, primarily in those where the rock is of poor quality, that is to say types IV and V according to geomechanical classification.

In this regard, the hypothesis is based on the idea that overbreak is directly linked to the drilling and blasting pattern and the quality of the rock; therefore, it is necessary to evaluate this pattern and optimize some parameters so that they are specifically tailored to the type of rock. To achieve this, the following objectives have been proposed: to evaluate the drilling and blasting pattern, the relationship between the number of drilled and loaded holes, the load factor, and power; in order to achieve a reduction in overbreak in advance work with rocks that have an RMR lower than 35, which will allow for more geomechanically stable operations and reduce support costs related to shotcrete and swellex bolts.

The research method is a mixed method, the type of research is applied, the level of research is explanatory applied, the research design is non-experimental longitudinal and evolutionary, and the scope of the research will be correlational. Finally, as part of the project development, by evaluating the drilling and blasting grid, it was identified that the amount of explosives used in poor-quality terrain is excessive, generating greater energy in the surroundings of the work, either in the gables and/or the crown that are affected by over-excavation. Therefore, it was suggested to reduce the explosive charge by eliminating all explosives from the crown drill holes and replacing them with ribbed relief drills of 102 mm, which act as a sort of pre-cut, avoiding the explosive's breaking effect on the crown. This successfully reduced the overbreak from 25% to 12%, thus verifying and accepting the hypothesis proposed in the project.

Keywords: *overbreak, drilling mesh, loading scheme, load factor*

INTRODUCCIÓN

Actualmente, las actividades de minería subterránea, tienen la problemática de la sobrerotura, es decir que al realizar disparos en labores de preparación y desarrollo se observa una sobrerotura grande provocando que las labores tengan mayores dimensiones a las planificadas, esto genera mayor inestabilidad de labores, mayor costo de sostenimiento y en aquellas labores de mineral que están en contacto con desmonte con la sobrerotura se puede cortar algo de desmonte y con ello se tiene una dilución que hace que la ley de mineral se vea disminuida.

Por lo expuesto, se pone en marcha el presente proyecto de investigación titulado: "Estrategias para reducir la sobrerotura en labores de avance con mala calidad de roca en minería subterránea", con el objetivo de poder identificar las causas que originan tener una sobrerotura excesiva y así plantear alternativas que permitan tener este indicador por debajo del 15 %, porcentaje ideal para la empresa titular minera. Para lograrlo, se ha realizado la revisión de los antecedentes bibliográficos tanto nacionales como internacionales.

El ingeniero José Luis Matos Vargas en su tesis: "Aplicación de voladura controlada para reducir la sobrerotura y costo de sostenimiento de las labores de avance en la zona cuerpos de Alpayana S.A. - 2022 logró reducir la sobrerotura de 18.81 % a 4.82 % y con ello se redujo el costo de sostenimiento por avance lineal en conceptos de *shotcrete* y pernos *swellex*" (1).

En presente trabajo de investigación se considera importante ya que se basa en solucionar una problemática cotidiana en la minería subterránea que es la sobrerotura, permitiendo así optimizar no solo costos sino también los procesos, es decir que el ciclo de minado será más dinámico y con menores costos.

CAPÍTULO I
PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. Planteamiento y formulación del problema

La sobrerotura en labores de avance en toda unidad minera es un problema que requiere la atención necesaria, ya que esta puede significar mayor inestabilidad del macizo rocoso que finalmente puede traducirse en accidentes de trabajo, mayor costo en el sostenimiento a ser aplicado y dilución en caso de que estas labores estén señaladas por el área de geología como labores de mineral.

Este es problema con el que muchas unidades mineras lidian todos los días sobre todo en aquellas labores donde posterior al mapeo geomecánico se clasifica y valora el tipo de roca como roca media a mala (RMR<35 o de tipo IV a V).

Por lo mencionado, se hace la consulta bibliográfica de investigaciones anteriores que hayan trabajado con esta problemática para luego considerarlos como fuente de apoyo a la realidad singular y particular de la presente unidad minera de estudio.

Ronal Romaní, en su tesis concluye que un buen diseño de la malla de perforación y voladura está estrictamente ligado e influye de gran manera en el aumento de metros de avance y reducción de la sobrerotura.

De la misma manera, las diferentes investigaciones citadas y revisadas sostienen que es necesario contar con una malla de perforación y voladura adecuada a las características particulares de la calidad de roca, así también desarrollan temas de voladuras controladas.

1.1.1. Problema general

- ¿De qué manera se podrá reducir la sobrerotura en labores de avance con RMR menor a 35 con la evaluación de la malla de perforación y voladura?

1.1.2. Problemas específicos

- ¿Cuál debería ser la relación entre el número de taladros perforados y cargados para reducir la sobrerotura en labores de avance con RMR menor a 35?
- ¿Se debe evaluar el factor de carga y potencia para reducir la sobrerotura en labores de avance con RMR menor a 35?

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo general

Evaluar la malla de perforación y voladura para reducir la sobrerotura en labores de avance con RMR menor a 35.

1.2.2. Objetivos específicos

- Determinar la relación del número de taladros perforados y cargados para reducir la sobrerotura en labores de avance con RMR menor a 35.

- Analizar el factor de carga y potencia para reducir la sobrerotura en labores de avance con RMR menor a 35.

1.3. Justificación e importancia

Este proyecto se justifica en el método científico ya que actualmente todo es dinámico y cambiante, por ende, es necesario hacer investigaciones y mejoras en los procesos y estándares actuales.

La minería es una industria muy importante para la economía peruana; sin embargo, como toda industria dentro de sus operaciones requiere optimizar sus procesos y costos para obtener mayores beneficios económicos.

El proyecto está orientado a evaluar y optimizar el diseño de la malla de perforación y voladura que se tiene para labores de avance con tipo de rocas de mala calidad, ya que con la malla actual existe demasiada sobrerotura que aumenta los costos en el sostenimiento de labores, inestabilidad en el avance generando posibles accidentes de trabajo ocasionados por la caída de rocas, principal razón de los accidentes mortales en minería subterránea.

Por lo tanto, el proyecto se relaciona directamente a la sobrerotura por ser un problema urgente que requiere ser atendido y controlado, por ello es necesario tener los porcentajes de sobrerotura relativamente bajos y así reducir los costos de sostenimiento, las labores de avance geomecánicamente estables, tener labores más seguras y contar con una extracción de mineral con cero accidentes.

1.4. Delimitación del proyecto

El desarrollo del presente proyecto se lleva a cabo en las instalaciones de la unidad minera ubicada en la comunidad de Colquijirca, distrito de Tinyahuarco, provincia y región de Pasco, a una altitud de 4350 ms.n.m., el periodo de estudios aplicado a este proyecto es de 5 meses (agosto a diciembre de 2024) tiempo en el que se realizará la recolección de datos.

La delimitación más detalla del proyecto está orientada a aquellas labores de tipo de roca mala con RMR bajos menores a 35, en este caso se tendrá como objeto de estudio a la Vn.8683E de Nv.3912, labor de desarrollo de la zona de profundización de esta unidad minera.

1.5. Hipótesis y variables

El siguiente trabajo de investigación es de tipo aplicada ya que parte de una problemática y concluye con alternativas de mejora aplicados y estandarizados.

Se mencionan tres hipótesis de investigación: la primera, está relacionada al objetivo general y las dos siguientes, relacionadas a los dos objetivos específicos.

1.5.1. Hipótesis general

- La evaluación de la malla de perforación y voladura permitirá reducir la sobrerotura en labores de avance con RMR menor a 35.

1.5.2. Hipótesis específicas

- Una buena relación entre el número de taladros perforados y cargados permitirá reducir la sobrerotura en labores de avance con RMR menor a 35.
- La evaluación del factor de carga y potencia permitirá reducir la sobrerotura en labores de avance con RMR menor a 35.

1.5.3. Variable independente:

Estrategias (malla de perforación y voladura)

Una estrategia que se maneja es la evaluación de la malla de perforación y voladura que es un modelo o diseño elaborado para realizar la perforación y voladura de frentes de avance en minería subterránea y depende de las dimensiones de la labor, tipo de roca y explosivos a emplear. Se estiman el burden y espaciamiento entre taladros, el número de taladros de alivio y sobre todo el esquema de carguío y la secuencia de salida de la voladura.

En el presente proyecto se analizará esta variable mediante la aplicación del método estadístico y pruebas de error, es decir es la variable que nos permitirá hacer la manipulación y jugar con sus parámetros hasta obtener un resultado positivo en la variable dependiente.

1.5.4. Variable dependiente:

Sobrerotura en labores de avance

Este término se emplea en minería para describir la sobreescabación de las labores mineras, es decir, cuando las dimensiones de las labores de avance post voladura son mayores a las programadas por el área de planeamiento.

En el desarrollo del presente proyecto de investigación la variable dependiente será analizada a través de cuadros estadísticos y comparativos que reflejarán su influencia en los resultados de la variable dependiente al manipular la variable independiente.

CAPÍTULO II
MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la investigación

2.1.1. Antecedentes nacionales

Ronald Romaní, en su tesis: *"Diseño de mallas de perforación y voladura para optimizar avances y sobrerotura Nv. 1225 - Mina Andaychagua - VCM S.A.A.",* menciona que hubo deficiencias en cuanto a los avances, la eficiencia de voladura es solo un 90 % de la longitud de perforación y un exceso de sobrerotura de +5 % en las labores de mina subterránea de la unidad de Andaychagua, por ello se plantea el problema: ¿Cómo influye el diseño de las mallas de perforación y voladura para optimizar los avances y la sobrerotura en el Nv.1225 - Mina Andaychagua - VCM S.A.A.-2018?

Así mismo, sus objetivos de determinación fueron: cómo el diseño de la malla de perforación y voladura influye en la mejora de los avances y reducción de la sobrerotura, el proyecto ha empleado el método científico, un nivel de investigación aplicada, un tipo de investigación descriptivo. La población del proyecto fueron las labores de Nv.1225 y la muestra de estudio fue el Bp.1225E, labor con sección de 4.5 m x 4.5 m y el ACC 261 se sección de 4.0 m x 4.0 m, se realizaron disparos de prueba obteniendo buenos resultados: el promedio de avance se elevó a un 3,02 m llegando a un 95 % de la longitud de perforación del taladro con excepción de un disparo que tuvo un avance de 2.20 m ya que atravesó una zona de contacto con falla geológica; en cuanto a la sobrerotura se obtuvo en promedio un 4.86 % (2).

Joesé Luis Matos Vargas, en su tesis: *"Aplicación de voladura controlada para reducir la sobrerotura y costo de sostenimiento de las labores de avance en la zona cuerpos de Alpayana S.A. - 2022"*, menciona que este proyecto se basa en la reducción de la sobrerotura en las labores de avances aplicando el concepto de la voladura controlada en la zona de cuerpos de la mina Alpayana S.A. El problema del proyecto fue: ¿Cómo reducir la sobrerotura y los costos de sostenimiento en labores de avance de la zona cuerpos de Alpayana S.A.?, el objetivo de estudio fue reducir la sobrerotura en labores de avance empleando voladura controlada en la zona de cuerpos de Alpayana S.A. La hipótesis planteada fue: empleando voladura controlada se logrará reducir la sobrerotura y con ello también los costos de sostenimiento de las labores de avance de la zona de cuerpos de Alpayana S.A. La investigación es científica de tipo descriptivo y diseño experimental, la población

serán las 7 labores de la zona de cuerpos del Nv.19A y la muestra es el Bp.260 NE. Finalmente concluye la validez de la hipótesis, logrando reducir la sobrerotura de 18.81 % a 4.82 % y los costos de sostenimiento por metro lineal de pernos helicoidales de 64.50 $/m y shotcrete de 72.19 $/m en las labores de avances (1).

Jorge Luis Bejarano Baltazar, en su tesis titulada: *"Voladura controlada y su influencia en la disminución de sobrerotura en labores subterráneas - Minera Aurífera Retamas S.A.",* inicia con la definición de voladura controlada que es una técnica que emplea sustancias explosivas las cuales permiten el control de sobrerotura en labores de minería subterránea, por ello dentro de la minera MARSA se inició el desarrollo de este proyecto partiendo de la problemática: *¿De qué manera influye la voladura controlada en la disminución de la sobrerotura en labores subterráneas en Minera Aurífera Retamas S.A.?,* como solución al problema se planteó el objetivo de determinar de qué manera la voladura controlada influye en la disminución de la sobrerotura en las labores subterráneas de Minera Aurífera Retamas S.A., el método de investigación considerado fue el método científico, tipo aplicado y nivel descriptivo - explicativo. La población considerada fueron las galerías y chimeneas de la U. M. San Andrés; la muestra se tomó a las labores GAL 9103 - SE (XC 9103 - S (RP), la CHI 9103 - 8AS (EST8 (XC 9103 - S), la CHI 9110 - 18AS (GAL 9110 - AS) y la CHI 9103 - 16S (GAL 9103 - S (XC)). De los resultados obtenidos en la GAL 9103 - SE (XC 9103 - S (RP), menciona que: se redujo la sobrerotura de 12,30 % a 8,5 %; en la CHI 9103 - 8AS (EST8 (XC 9103 - S), de 20,72 % a 12 %; en la CHI 9110 - 18AS (GAL 9110 - AS), a 14 % y en la CHI 9103 -16S (GAL 9103 - S (XC)) de 57,75 % a 19 %. Además, el factor de carga ha disminuido en un promedio de 22 % (3).

Miguel Angel Romero Falcón, en su tesis *"Mejoramiento del avance de frentes mediante la voladura controlada de contornos. CIA. Minera Raura S.A"*, detalla en el capítulo I, las generalidades, el planteamiento del problema, sus alcances y el cómo se abordará la problemática para una posterior solución; en capítulo II, presenta de manera resumida los aspectos geológicos de la mina, indicando el material o tipo de roca sobre el que se establecerán los parámetros de perforación y voladura, así cómo conseguir un mayor tiempo de auto sostenimiento mediante un buen contorneado del techo y hastiales de la abertura; en el capítulo III, se detallan los métodos de explotación, su consistencia y su enfoque en el avance por guardia, teniendo en cuenta la mineralización y el tipo de yacimiento, así también los

aspectos técnicos del minado empleados en la mina Raura S.A. Finalmente, en el capítulo IV, se muestran los alcances, resultados y la discusión de los resultados del estudio (4).

Joel Emerson Condor Araujo, en su tesis: *"Modelo de voladura controlada para mejorar estabilidad de rampa 3293 en nivel 2100 Veta Milagros - Mina Parcoy - 2019",* menciona que la minería subterránea tiene características particulares como que las labores son de secciones reducidas y al emplear carga explosiva en los disparos de avance existe una alta probabilidad de tener una sobrerotura, por ello es necesario realizar el control de las voladuras. Por ello, presentan el siguiente problema: ¿De qué manera el modelo de voladura controlada influye en la mejora de la estabilidad de la rampa 3293 en nivel 2100 Veta Milagros - Mina Parcoy - 2019?, para obtener una respuesta se planteó como objetivo, determinar de qué manera el modelo de voladura controlada influye en la mejora de la estabilidad de la rampa 3293 en nivel 2100 de la veta Milagros. El desarrollo del proyecto fue mediante el método científico, tipo de investigación aplicada, nivel de investigación descriptivo simple. Como población consideró todas las labores del Nivel 2100 y como muestra se tomó a la rampa Rp. 3293. Al finalizar el proyecto donde se aplicó el nuevo concepto de voladura controlada se redujo a 0 la sobrerotura y se elimina la subrotura y con ello los desquinches, mejorando la estabilidad de la labor, por ende, aumentó la seguridad, se incrementó el avance de un 80 % (2,90 m) al 92 % (3,35 m) con una longitud de perforación de 12 pies (5).

2.1.2. Antecedentes internacionales

Javier Ignacio Alcaino Muñoz, en su tesis: *"Uso de emulsión en el desarrollo horizontal del proyecto mina Chuquicamata subterránea",* hizo una evaluación de las voladuras en labores horizontales del proyecto mina Chuquicamata subterránea para ver las ventajas al migrar del uso de un carguío de frentes manual a uno de frentes mecanizado. En la actualidad la empresa Enaex S.A. es la encargada de suministrar la emulsión bombeable o Emultex PDBG y la emulsión tradicional encartuchada o Emultex CN, de acuerdo a las bases teóricas, las emulsiones son los explosivos más adecuados en labores subterráneas, ya que poseen un alto poder rompedor y son favorables en las labores con presencia de agua. El empleo del carguío de una forma mecanizada permite adaptarse mejor a las condiciones del terreno, se puede variar la densidad de carga. Se realizó la prueba de ensayo con carguío mecanizado registrando resultados positivos como: el ritmo de trabajo es más dinámico y rápido frente al uso del carguío manual que se demora 16 segundos menos en cargar un taladro. En cuanto a la eficiencia de avances, empleando la emulsión bombeable

PDBG se tiene un avance de 10 cm más que empleando la emulsión encartuchada CN. Con estos resultados los costos por metro lineal de avance se vieron reducidos ya que se necesita menos tiempo para realizar el mismo trabajo, la eficiencia de avance también mejoró, se redujo la sobrerotura de labores, se tienen secciones más controladas por un adecuado diseño de perforación aplicando diagramas apropiados y se emplea al máximo la energía del Emultex PDBG en fragmentar la roca sin provocar sobreexcavación. Otro punto positivo es que el tiempo de ventilación de los gases tóxicos en las labores posvoladura es de aproximadamente una hora. En conclusión, se recomienda realizar el carguío con la emulsión bombeable Emultex PDBG en la faena estudiada, ya que permite trabajar de forma rápida, segura y con un menor costo. Este proyecto tiene una base sólida para ser consultada durante la ejecución del proyecto ya que también incide en los indicadores de voladura como el factor de carga y potencia que son empleados acordes al tipo de roca, ya que la emulsión bombeable permite manipular su densidad y con ello subir o disminuir dichos parámetros de voladura. Esta es una técnica empleada en un país minero por excelencia como es Chile y que podría adoptarse también en el Perú (6).

2.2. Bases teóricas

En el presente proyecto de investigación se necesita comprender algunos términos y conceptos que permitirán al lector una mayor comprensión del desarrollo ejecutado en cada parte del trabajo, en primer lugar, se definirá el aspecto geológico de la unidad minera en estudio, luego algunos conceptos.

2.2.1. Geología regional

La región de estudio forma parte de las altiplanicies que morfológicamente se distinguen por una topografía relativamente suave a una altura promedio de 4,000 m s.n.m., en comparación con la cordillera occidental y oriental que la flanquean; entre las cotas 3,800 y 4,500 m s.n.m. Las rocas más antiguas en la región corresponden al complejo del Marañon, está constituida por micaesquistos y gneis de edad Precámbrica. De manera discordante se originan las rocas del Paleozoico inferior donde resalta el grupo Excelsior. En efecto este grupo aflora principalmente en la región de Cerro de Pasco; litológicamente está conformado por filitas y pizarras de probable edad Ordovicica. Seguidamente se tiene a los grupos Ambo y Tarma que afloran extensamente en los bordes de las altiplanicies y en la cordillera oriental. El grupo Ambo está compuesto por sedimentos detríticos como areniscas y lutitas de edad Mississipiana. El grupo Tarma se caracteriza por calizas y lutitas negras de edad Pensilvaniana. El grupo Mitu es muy importante en la región, aflora al norte de Pasco y al este de Carhuamayo, está conformado por areniscas, conglomerados rojos continentales y rocas volcánicas, asumidas al Pérmico superior

- Triásico inferior. Estas tres últimas series pre andinas están restringidas a los núcleos de grandes braquianticlinales como Cerro de Pasco, Malpaso y Domo de Yauli. En discordancia aparece el grupo Pucará donde aflora extensamente en las altiplanicies de los Andes del Perú central. Está conformado por las formaciones Chambará, Aramachay y Condorsinga. La formación Chambará se extiende ampliamente en la región, litológicamente está compuesto por calizas y dolomías marinas de edad Triásico superior - Liásico.

El Cretácico está constituido por las formaciones Gollarisquizca y Pariahuanca en el que afloran en la parte norte y noroeste de Cerro de Pasco, litológicamente está conformado por areniscas blanquecinas y subordinados niveles de carbón (7).

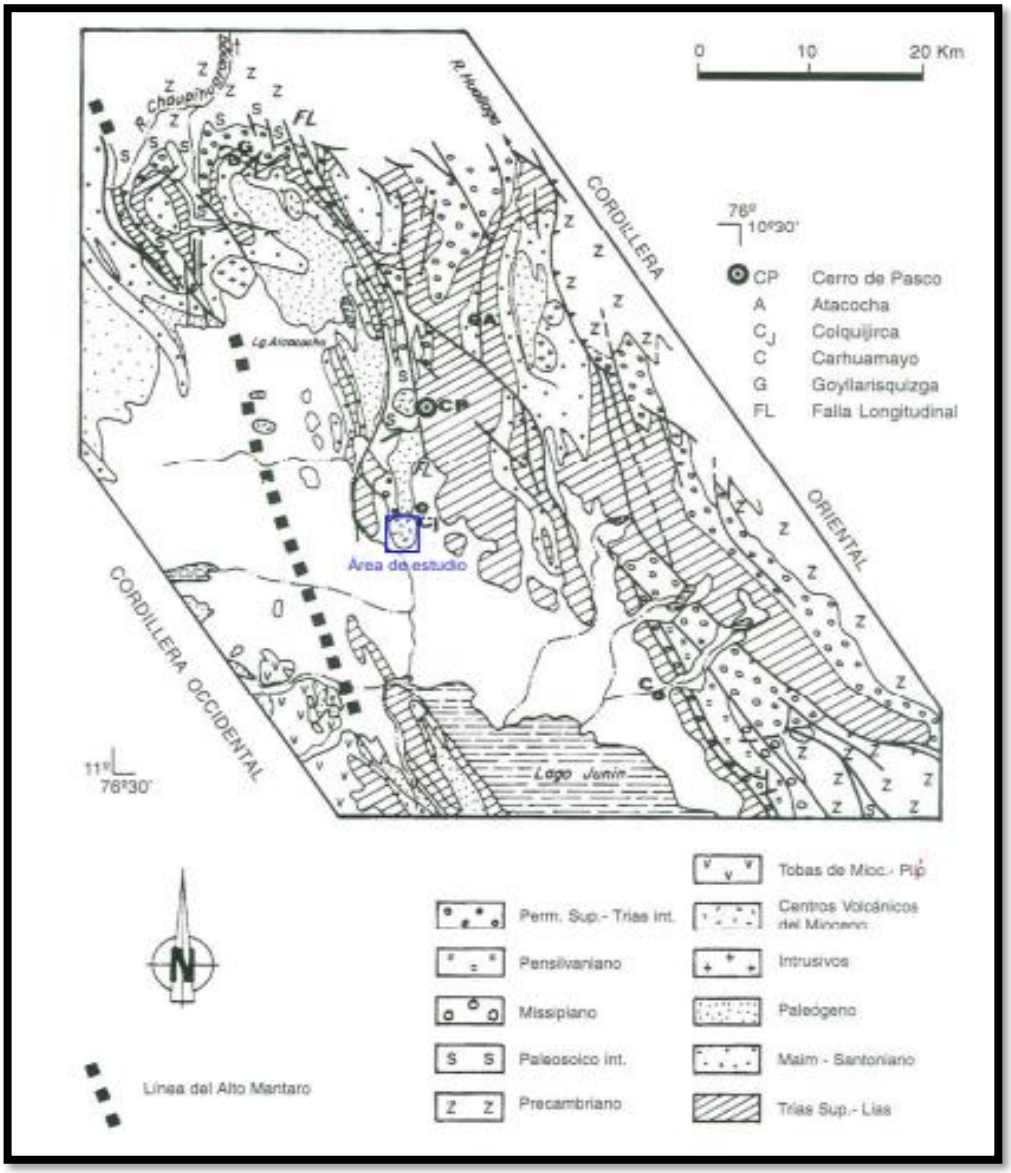


Figura 1: *Mapa geológico regional*

Fuente: *https://app.ingemmet.gob.pe/biblioteca/pdf/TE0033.pdf*

2.2.2. Geología local

El distrito minero de Colquijirca está conformado por las filitas Excelsior, areniscas y conglomerados rojos del grupo Mitu seguidas por calizas marinas del grupo Pucará y finalmente por conglomerados, facies continentales de brechas y carbonatos de la formación calera de edad Eoceno superior. Estas unidades son instruidas por el complejo volcánico de Marcapunta del Mioceno medio. La falla longitudinal mayor de dirección N-S y evolución polifásica es la estructura más importante en la región, ya que ha controlado la sedimentación desde el Triásico, el emplazamiento de las diatremas de Marcapunta y Cerro de Pasco con sus yacimientos minerales asociados (7).

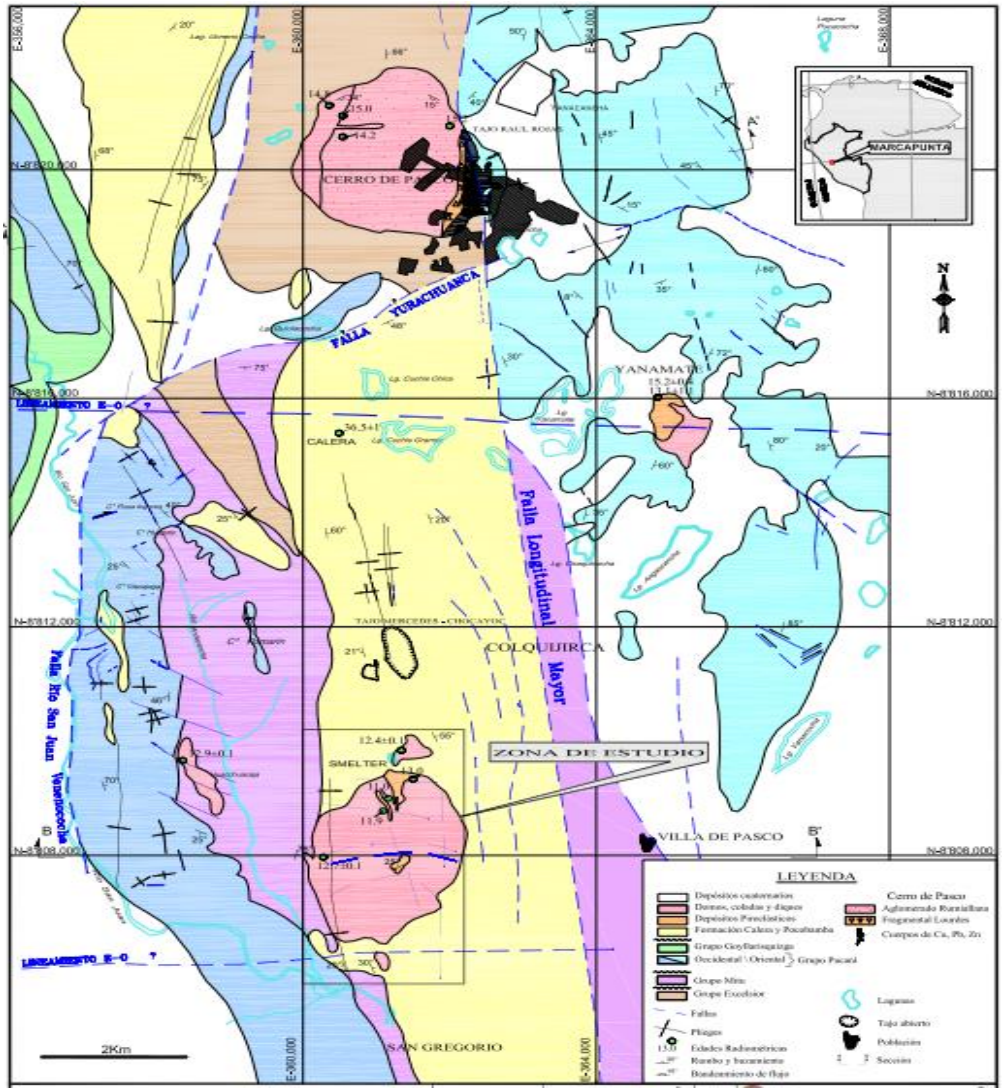


Figura 2: *Mapa geológico local*

Fuente: *https://app.ingemmet.gob.pe/biblioteca/pdf/TE0033.pdf*

2.2.3. Malla de perforación

La malla de perforación en minería subterránea es una plantilla o un estándar de cómo realizar la perforación en los frentes adecuados al tipo de roca, sección de la labor, tipo de explosivos a emplear, diámetro de taladros de perforación, longitud total de perforación, etc. Este esquema es puesto en ejecución después de haber realizado ensayos de prueba con software de perforación y voladura (8).

2.2.4. Diámetro de perforación

Es un parámetro empleado en la malla de perforación de frentes en minería subterránea, depende bastante del tipo de terreno, longitud de perforación y del tipo de explosivos empleados en los frentes. En el presente proyecto se emplean brocas de 51 mm para taladros de producción y 102 mm para taladros de alivio (8).

2.2.5. Taladros de arrastre

Son los taladros perforados en el piso o el arrastre de los frentes de perforación en minería subterránea, generalmente se les asigna los últimos números de retardo con los faneles tales como el 15 y 16 en LP (8).

2.2.6. Taladros de corona

Son los taladros perforados en la corona de los frentes de perforación en minería subterránea, generalmente se les asigna los números 13 y 14 en LP de retardo con los faneles (8).

2.2.7. Taladros de hastiales

Son los taladros perforados en los hastiales de los frentes de perforación en minería subterránea, generalmente se les asigna los números 11 y 12 en LP de retardo con los faneles (8).

2.2.8. Malla de voladura

Es el modelo de cómo ejecutar el carguío de frente con explosivos. Se parte de una malla de perforación y se determina la cantidad de explosivos a emplear, se calcula los indicadores de voladura como el factor de carga y potencia, asignando la secuencia de salida a los taladros del frente perforado con la numeración de los faneles iniciando por el arranque que es la segunda cara libre que se le genera en voladura de frentes de minería subterránea, ayuda de arranque, cuadradores, ayuda de arrastres, corona hastiales y arrastres (8).

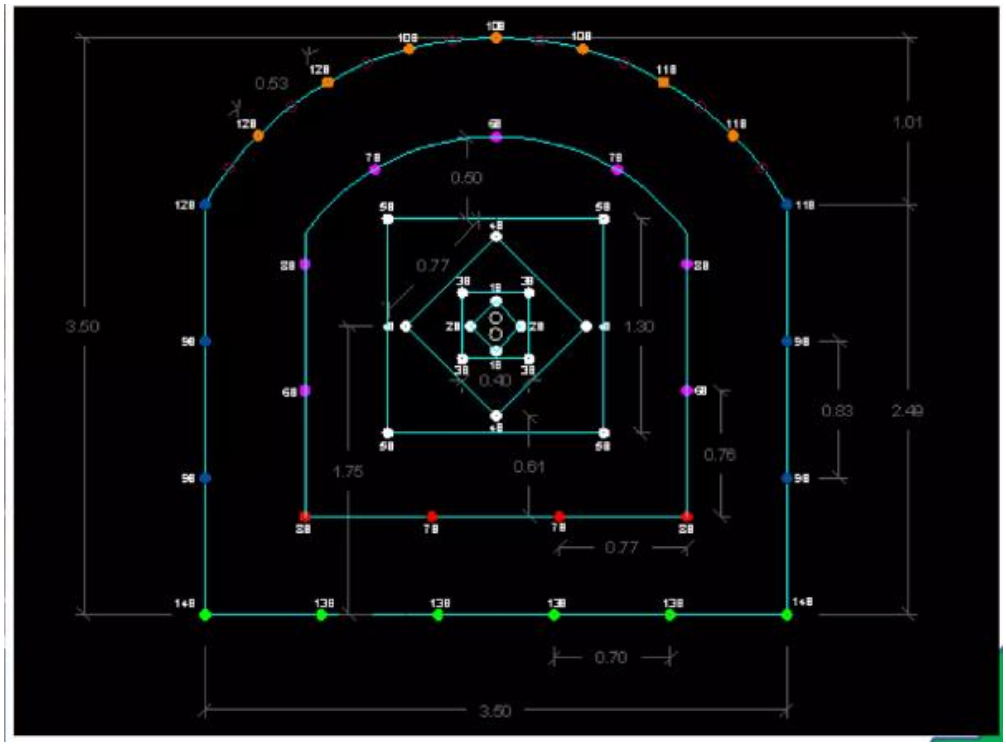


Figura 3: Malla de perforación

Fuente: *https://es.slideshare.net/anderssonlujanojeda/diseo-de-malla-de-perforacin#12*

2.2.9. Cortes o arranque

Cuando se tienen voladuras en minería subterránea con una sola cara libre es necesario hacer un arranque que actúe como una segunda cara libre y es por este arranque donde se inicia la secuencia de salida o detonación de taladros. Por ende, el arranque es la parte más importante en la perforación y voladura de los frentes de avance. Existe varios modelos de cortes o arranque y los más utilizados son los siguientes: cortes en ángulo y cortes con taladros paralelos (4).

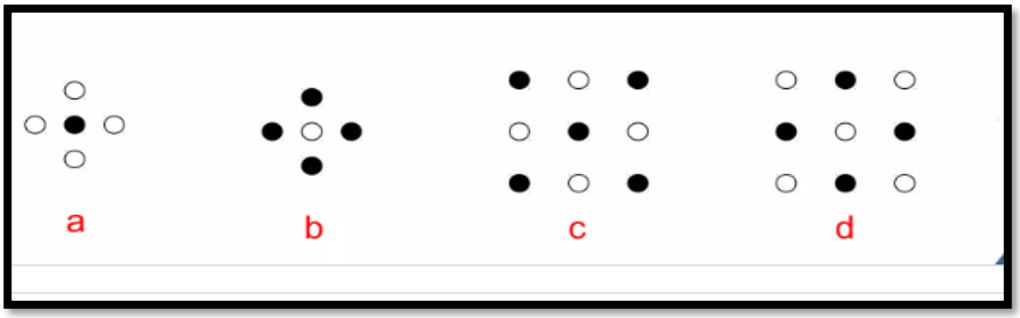


Figura 4: *Modelos de cortes y arranque*

Fuente: *https://es.slideshare.net/anderssonlujanojeda/diseo-de-malla-de-perforacin#12*

2.2.10. Taladros de alivio

Son aquellos que se perforan en el arranque de un frente de avance, generalmente son de diámetro mayor a los taladros de producción y siempre van sin carga explosiva, su finalidad es proporcionar una cara libre adicional a los frentes y permitir la salida secuencial de los taladros de producción (3).

2.2.11. Factor de carga

Es un indicador de voladura que muestra los kilogramos de explosivo empleados para fragmentar un metro cúbico de roca (8).

2.2.12. Factor de potencia

Indica los kilogramos de explosivo necesarios para obtener una tonelada de material fracturada (1).

2.2.13. Fanel

Es un accesorio de voladura con características diseñadas para resistir la tracción y abrasión del macizo rocoso que lo hace apropiado en minería superficial y subterránea. Su uso es como iniciador a la columna de explosivos, presenta las siguientes partes: fulminante de retardo, manguera o tubo de choque, etiqueta y conector de plástico tipo J. (9).

2.2.14. Emulnor

Es una emulsión explosiva encartuchada que brinda mayor potencia, seguridad y resistencia en labores con presencia de agua, existen en 3 calidades: Emulnor 1000 (color verde) con una velocidad de detonación de 5500 para rocas suaves, Emulnor 3000 (color rojo) con una velocidad de detonación de 5700 para roca media y Emulnor 5000 (color amarillo) con una velocidad de detonación de 5800 para rocas muy duras (9).

2.2.15. Sobrerotura en labores de avance

Es un término que se emplea en minería para describir la sobreexcavación de las labores mineras, es decir, cuando las dimensiones de las labores de avance post voladura son mayores a las programadas por el área de planeamiento (2).

2.2.16. Subrotura en labores de avance

Es el término que se utiliza para definir las labores posteriores a la voladura con una sección menor a lo planificado por lo que es necesario realizar una voladura secundaria como desquinches para alcanzar las dimensiones esperadas para cada labor (4).

2.2.17. Calidad de roca

Es una forma de describir las características físicas del macizo rocoso, esto se logra con los mapeos geomecánicos que permiten calificar la roca de forma cualitativa

(buena, regular y mala) y cuantitativa (con parámetros como el RMR, Q de Barton, etc. que son valores numéricos) (1).

CAPÍTULO III
METODOLOGÍA

3.1. Método, tipo o alcance de la investigación

En el presente trabajo de investigación y de acuerdo con las definiciones planteadas y con el objetivo de realizar un trabajo de manera sistemática y ordenada partiendo del planteamiento del problema, recolección y análisis de datos, así como la discusión de resultados, para lograr la demostración de la veracidad o descartar las hipótesis planteadas se tendrá un modelo o método de trabajo como se describe a continuación:

3.1.1. Método de investigación

El método empleado en el presente trabajo es un método mixto ya que trabajaremos con parámetros cuantitativos, cualitativos reales y comprobables. Así mismo, mediante las pruebas de campo se podrá verificar el resultado de los procesos unitarios de perforación y voladura.

3.1.2. Tipo de investigación

El tipo de investigación utilizado fue la investigación aplicada ya que se identifica una problemática y se plantea alternativas de solución que permitirán revertir los malos resultados obtenidos antes de la ejecución del presente proyecto.

3.1.3. Nivel de investigación

El nivel de investigación alcanzado en el proyecto es explicativo aplicado ya que se busca la causa y efecto al manipular la variable independiente (malla de perforación y voladura) en la variable dependiente sobrerotura de labores de avances.

3.1.4. Diseño de investigación

El diseño de investigación adaptado para este trabajo es un diseño no experimental longitudinal y evolutivo ya que se recogen los datos de manera progresiva y hacen pruebas de error de manera progresiva hasta lograr los resultados esperados.

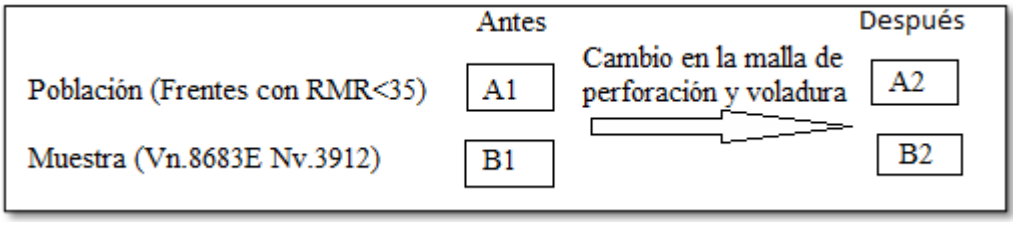


Figura 5: *Esquema del diseño de investigación*

Fuente: *elaboración propia*

3.1.5. Alcance de la investigación

El alcance de la investigación es correlacional ya que se relacionarán las dos variables de investigación al manipular la variable independiente (malla de perforación y voladura) y los diferentes efectos en la variable dependiente (sobrerotura de labores de avance).

3.1.6. Población

La población a considerar como objeto de estudio en este trabajo son las 12 labores de mala calidad de roca RMR< 35 de la unidad minera que generalmente se encuentran en las labores de desarrollo como rampas, ventanas, cámaras de carguío, cámaras de bombeo, galerías principales que generalmente son labores permanentes y están en operación (uso y tránsito constante). Dentro de la unidad minera este tipo de labores con RMR< 35 son casi el 25 % del total (12 labores del programa mensual estimada) a continuación se detalla estas labores: Nv.3912 Vn8683E, Nv.3922 Gl.8760, Nv.3922 Rp. Esperanza, Nv.4085 Rp.8516. Nv.4220 Rp.911, Nv.4085 Vn.560, N.3922 Vn.1234, Nv.3942 Vn.8674, Nv.3988 Rp.346, Nv.4022 Gl.227, Nv.4200 Gl.050, Nv.3982 Rp.1613, estas son de tipo permanente, es decir que serán utilizados por periodos prolongados durante la vida de la mina, por ende, se necesita una atención particular en el sostenimiento de cada una de ellas.

3.1.7. Muestra

La muestra representativa que será analizada en el desarrollo de este trabajo será una labor de las 12 de mala calidad con RMR < 35 que tiene la unidad minera Vn.8683E del Nv.3912, labor de mala calidad de roca RMR = 25, se tomó esta labor como muestra representativa ya que es una labor con mala calidad de roca, además, esta tiene mayor avance programado en el plan mensual por lo que se tendrá mayor cantidad de disparos para poner a prueba los ensayos o cambios en la malla de perforación y voladura. De esta manera se tendrá mayor oportunidad, en primer lugar: identificar los malos resultados que se tiene con la malla de perforación y voladura actual; segundo, se puede hacer pruebas con la malla de perforación y voladura planteado por este proyecto y finalmente realizar cuadros comparativos entre ambas propuestas de malla.

3.2. Materiales y métodos (aplicación de la ingeniería)

3.2.1. Método de recolección de datos

El proceso de recolección de datos fue mediante la observación directa de los procesos de mina en la labor detallada desde la perforación, carguío y voladura, limpieza, desate mecanizado y sostenimiento. Además de recopilar información emitida por el área de planeamiento como reporte de los avances de voladura y la sobrerotura de las labores posvoladura confirmadas después del levantamiento

topográfico. Finalmente, para las técnicas de procesamiento de datos se ha empleado la estadística descriptiva en base a los datos recopilados, generando tablas y gráficos que indican los valores de sobrerotura, picos máximos y mínimos para la labor en estudio.

3.2.2. Técnicas de recolección de datos

En cuanto a las técnicas de recolección de datos se tiene la observación directa, es decir, se marca un antes y un después con la implementación del presente proyecto, se elabora un Excel con los resultados obtenidos con la malla de perforación y voladura anterior y otro con los resultados que se tendrá con la malla de perforación y voladura planteada en el proyecto. Los instrumentos de recolección de datos son los siguientes:

- Cámara fotográfica
- Hojas de cálculo de Excel
- Reportes diarios de la empresa
- Internet

3.2.3. Fuentes primarias de datos

- Observación directa del proceso de perforación y voladura
- Reportes diarios de topografía
- Reportes diarios de polvorín de explosivos

3.2.4. Fuentes secundarias de datos

- Reportes diarios
- Historial de antecedentes
- Información en internet

3.3. Procedimiento de ejecución del proyecto

Para realizar el proceso de aplicación de la ingeniería del proyecto se elaboró un flujograma de actividades un antes, durante y después de la propuesta planteada, y así tener un control de espacio y tiempo, ya que el proyecto tendrá dos etapas importantes: antes, el mes de septiembre de 2024 con la malla de perforación y voladura de la empresa y el después, el mes de octubre de 2024 con la malla de perforación y voladura.

El esquema se muestra a continuación:

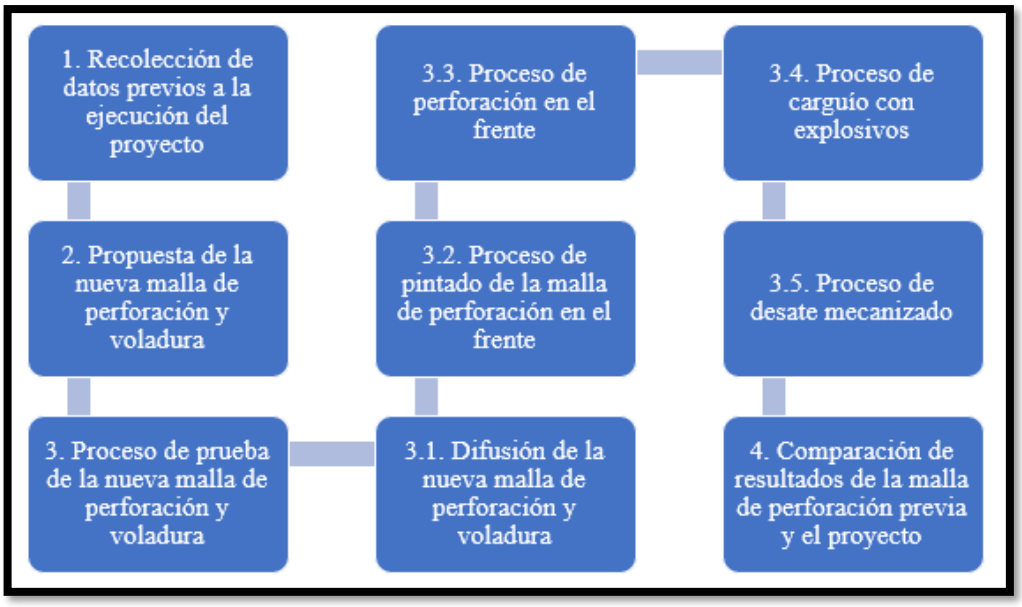


Figura 6: *Flujograma del procedimiento de actividades del proyecto*

Fuente: *elaboración propia*

3.3.1. Proceso de recolección de datos

Se realiza la recopilación de la información topográfica encargada de realizar el levantamiento topográfico de los frentes disparados, posteriormente se pasa la información al software de Autocad y se realiza un comparativo del plano del proyecto y las dimensiones reales en el terreno posvoladura. Finalmente, se emiten cuadros y tablas estadísticas que incluyen los resultados de avance y sobrerotura obtenidos en las labores que se han disparado, para el interés del proyecto solo se consideran los datos de la Vn.8683E del Nv.3912, ya que es considerada como muestra en el presente proyecto. Los resultados de avance y sobrerotura obtenidos son el resultado de la malla de perforación y voladura anterior a este proyecto, con estos datos se realizará un gráfico estadístico con los picos máximos y mínimos de sobrerotura obtenidos en esta labor.

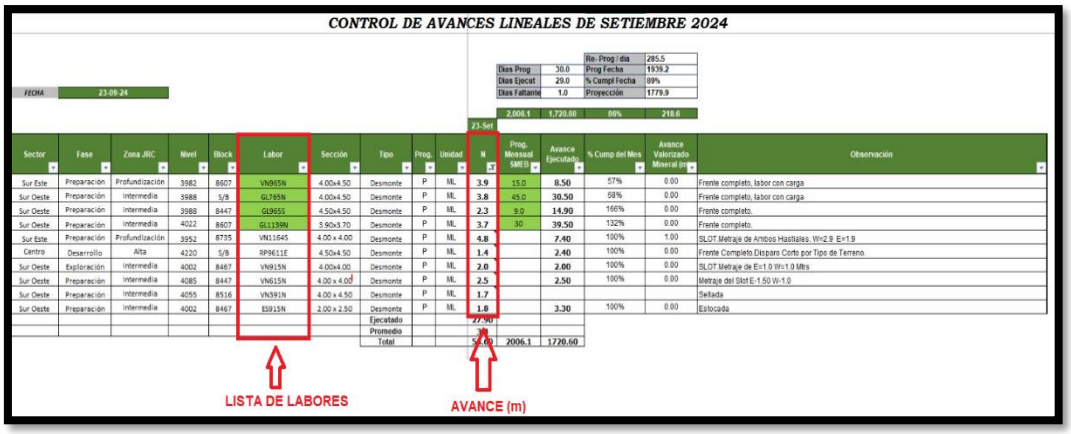


Figura 7: *Reporte de labores y avance por disparo*

Fuente: *elaboración propia*

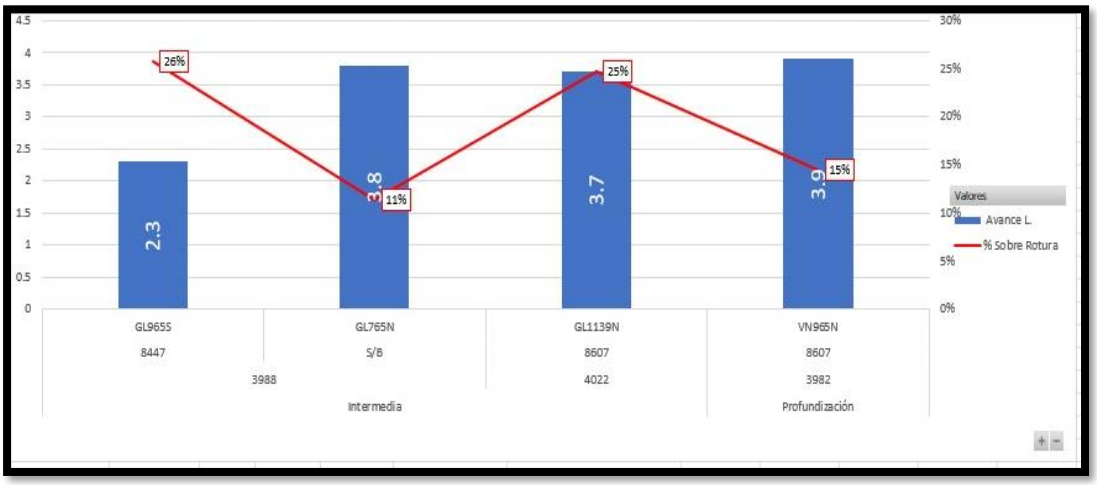


Figura 8: *Sobrerotura de labores disparadas*

Fuente: *elaboración propia*

Con los datos de topografía presentados se realiza un cuadro de todos los disparos ejecutados en la Vn.8683E Nv.3912, que según el plan mensual de avances es una labor con sostenimiento pesado (shotcrete + malla + shotcrete) por lo que se ha programado ejecutar un disparo por día, es decir, sea en el turno de día o noche.

La siguiente tabla, muestra los disparos ejecutados en la Vn.8683E Nv.3912 en el mes de setiembre, el avance, el volumen programado que, de acuerdo a las dimensiones de la labor de 4 x 4.5 debería ser 16.5 m3 por metro lineal de avance, así mismo, se muestra el volumen ejecutado que es el volumen emitido por topografía posvoladura, finalmente se realiza el cálculo de la sobrerotura que se tuvo en esta labor.

Por lo tanto, es válido mencionar que todos los resultados fueron obtenidos haciendo uso la malla de perforación y voladura diseñada antes de la ejecución del proyecto.

Tabla 1: *Data de avance (m) y sobrerotura (%) de la Vn.8683E Nv.3912 en el mes de setiembre.*

Resultados posvoladura Vn.8683E Nv.3912				
Fecha	**Avance**	**Vol. Programado**	**Vol. Ejecutado**	**Sobrerotura**
1/09/2024	3.7	61.1	76.3	25 %
2/09/2024	2.3	38.0	47.8	26 %
3/09/2024	2.5	41.3	49.2	19 %
4/09/2024	2.7	44.6	57.0	28 %
5/09/2024	3.1	51.2	63.4	24 %
6/09/2024	3.5	57.8	73.9	28 %
7/09/2024	2.9	47.9	59.8	25 %
8/09/2024	3.2	52.8	65.9	25 %
9/09/2024	2.4	39.6	48.9	24 %
10/09/2024	2.7	44.6	55.9	26 %
11/09/2024	2.8	46.2	57.1	24 %
12/09/2024	2.2	36.3	45.2	24 %
13/09/2024	2.7	44.6	55.0	24 %
14/09/2024	2.8	46.2	57.8	25 %
15/09/2024	2.5	41.3	49.5	20 %
16/09/2024	3	49.5	60.6	23 %
17/09/2024	2.4	39.6	49.7	25 %
18/09/2024	2.5	41.3	51.6	25 %
19/09/2024	3.2	52.8	72.3	37 %
20/09/2024	2.8	46.2	56.8	23 %
21/09/2024	2.1	34.7	43.3	25 %
22/09/2024	2.8	46.2	56.7	23 %
23/09/2024	2.9	47.9	62.7	31 %
24/09/2024	3.1	51.2	66.2	30 %
25/09/2024	2.8	46.2	55.9	21 %
26/09/2024	2.9	47.9	59.1	24 %
27/09/2024	2.2	36.3	45.0	24 %
28/09/2024	2.8	46.2	60.5	31 %
29/09/2024	2.4	39.6	48.5	23 %
30/09/2024	2.4	39.6	52.7	33 %
Promedio	**2.74**	**45.27**	**56.82**	**25 %**

Fuente: *elaboración propia*

La tabla 1, muestra que los disparos diarios en el mes de setiembre en la Vn.8683 del Nv.3912 tuvieron una sobrerotura alta de 25 % en promedio y una eficiencia de avance de 2.74 metros en promedio.

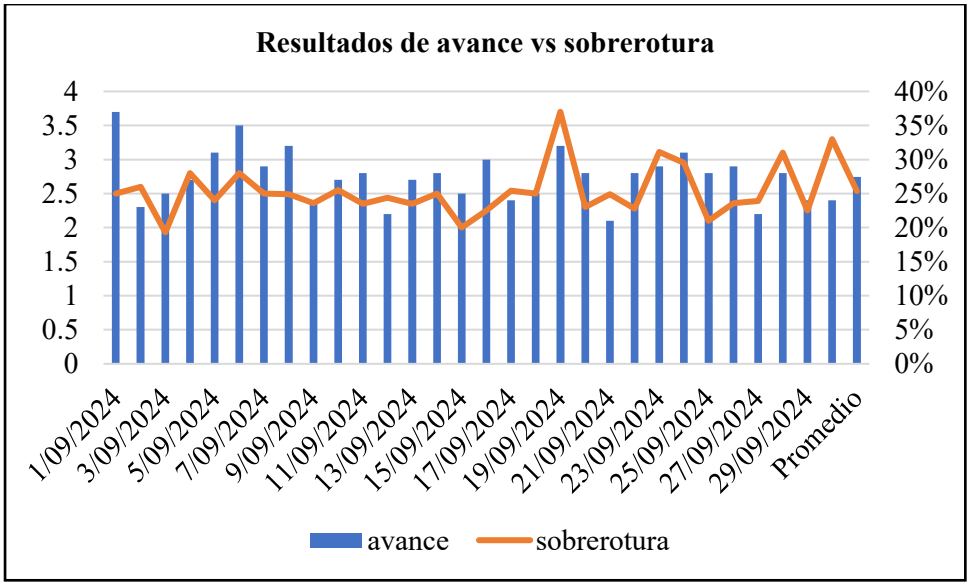


Figura 9: *Gráfica de avance(m) y sobrerotura (%) de la Vn.8683E Nv.3912 en el mes de setiembre.*

Fuente: *elaboración propia*

En la figura 9, se puede observar que la sobrerotura en los disparos de esta labor está siempre por encima del 20 %, siendo este un porcentaje muy alto.
Con dichas cifras iniciamos la elaboración del presente proyecto.

A continuación, se presenta la malla de perforación y voladura estandarizada en la unidad minera para labores con las dimensiones y la calidad de roca a las de la Vn.8683E Nv.3912.

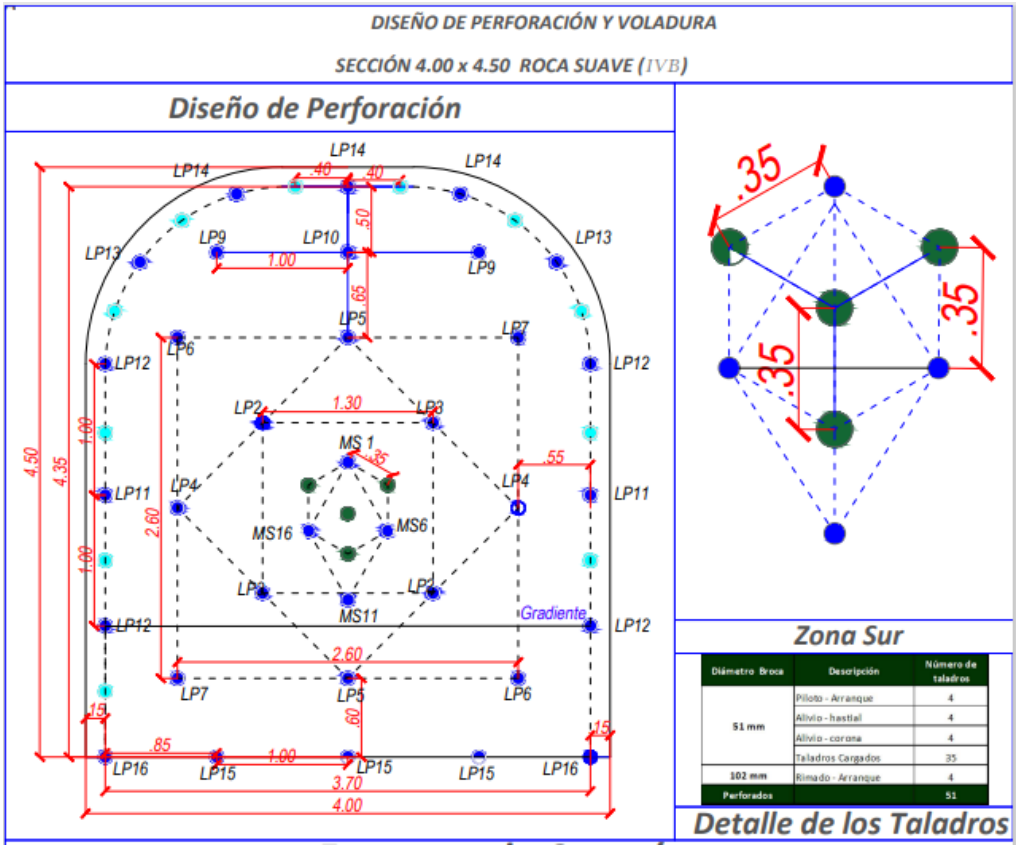
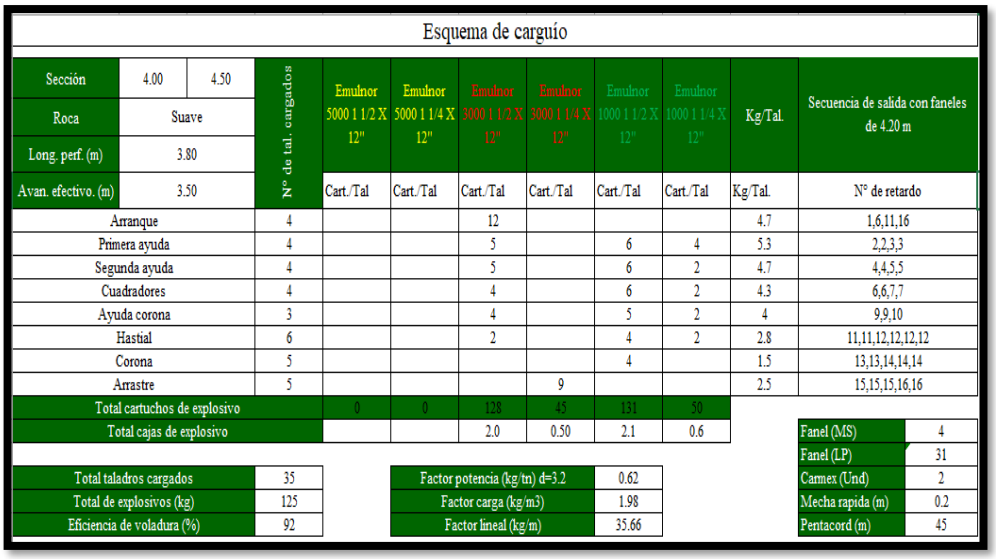


Figura 10: *Malla de perforación y voladura anterior al proyecto*

Fuente: *elaboración propia*

En la figura 10, se puede observar que se tiene un total de 51 taladros perforados de los cuales 4 son de alivio perforados en el arranque y rimados a 102 mm de diámetro, se tienen un total de 35 taladros de producción que llevarán carga o columna explosiva y finalmente se tiene 12 taladros de alivio perforados en el contorno de la labor corona y hastiales que son de 51 mm de diámetro y no llevan carga explosiva. Esta es la malla de perforación y voladura estandarizada en roca mala tipo IVB, sin embargo, los resultados obtenidos no eran óptimos, por lo que se trazó como objetivo evaluar la malla de perforación y así reducir y controlar los altos porcentajes de sobrerotura de labores con mala calidad de roca.



Esquema de carguío

Sección	4.00	4.50	N° de tal. cargados	Emulnor 5000 1 1/2 X 12"	Emulnor 5000 1 1/4 X 12"	Emulnor 3000 1 1/2 X 12"	Emulnor 3000 1 1/4 X 12"	Emulnor 1000 1 1/2 X 12"	Emulnor 1000 1 1/4 X 12"	Kg/Tal.	Secuencia de salida con faneles de 4.20 m
Roca	Suave										
Long. perf. (m)	3.80										
Avan. efectivo. (m)	3.50			Cart./Tal	Cart./Tal	Cart./Tal	Cart./Tal	Cart./Tal	Cart./Tal	Kg/Tal.	N° de retardo
Arranque			4			12				4.7	1,6,11,16
Primera ayuda			4			5		6	4	5.3	2,2,3,3
Segunda ayuda			4			5		6	2	4.7	4,4,5,5
Cuadradores			4			4		6	2	4.3	6,6,7,7
Ayuda corona			3			4		5	2	4	9,9,10
Hastial			6			2		4	2	2.8	11,11,12,12,12,12
Corona			5					4		1.5	13,13,14,14,14
Arrastre			5				9			2.5	15,15,15,16,16
Total cartuchos de explosivo				0	0	128	45	131	50		
Total cajas de explosivo						2.0	0.50	2.1	0.6		

Total taladros cargados	35
Total de explosivos (kg)	125
Eficiencia de voladura (%)	92

Factor potencia (kg/tn) d=3.2	0.62
Factor carga (kg/m3)	1.98
Factor lineal (kg/m)	35.66

Fanel (MS)	4
Fanel (LP)	31
Carmex (Und)	2
Mecha rapida (m)	0.2
Pentacord (m)	45

Figura 11: *Esquema de carguío de frente con explosivo utilizada anterior al proyecto*

Fuente: *elaboración propia*

La figura 11, presenta un esquema anterior utilizado antes de la ejecución del proyecto y se observa que el proceso de carguío se realizará de la siguiente manera:

- En los 4 taladros de arranque, se utilizarán faneles Ms (N° 1, 6,11 y 16) que serán cargados con Emulnor encartuchada de 3000 de 1 ½ x 12", se pondrá un total de 12 cartuchos por taladro teniendo un peso de explosivo de 4.7 Kg/tal.
- En los 4 taladros de la primera ayuda de arranque, se utilizarán faneles LP (N° 2, 2, 3, 3) que serán cargados con 5 Emulnor encartuchada de 3000 de 1 ½ x 12", 6 Emulnor encartuchada de 1000 de 1 ½ x 12" y 4 Emulnor encartuchada de 1000 de 1 1/4 x 12" en total se emplearán 15 cartuchos por taladro teniendo un peso de explosivo de 5.3 Kg/Tal.
- En los 4 taladros de la segunda ayuda de arranque, se utilizarán faneles LP (N° 4, 4, 5, 5) que serán cargados con 5 Emulnor encartuchada de 3000 de 1 ½ x 12", 6 Emulnor encartuchada de 1000 de 1 ½ x 12" y 2 Emulnor encartuchada de 1000 de 1 1/4 x 12" en total se emplearán 13 cartuchos por taladro teniendo un peso de explosivo de 4.7 Kg/Tal.
- En los 4 taladros cuadradores se utilizarán faneles LP (N° 6, 6, 7, 7) que serán cargados con 4 Emulnor encartuchada de 3000 de 1 ½ x 12", 6 Emulnor encartuchada de 1000 de 1 ½ x 12" y 2 Emulnor encartuchada de 1000 de 1 1/4 x 12" en total se emplearán 12 cartuchos por taladro teniendo un peso de explosivo de 4.3 Kg/Tal.

- En los 4 taladros de ayuda de corona, se utilizarán faneles LP (N° 9, 9, 10, 10) que serán cargados con 4 Emulnor encartuchada de 3000 de 1 ½ x 12", 5 Emulnor encartuchada de 1000 de 1 ½ x 12" y 2 Emulnor encartuchada de 1000 de 1 1/4 x 12" en total se emplearán 11 cartuchos por taladro teniendo un peso de explosivo de 4.0 Kg/Tal.
- En los 6 taladros de los hastiales, se utilizarán faneles LP (N° 11, 11, 12, 12,12,12) que serán cargados con 2 Emulnor encartuchada de 3000 de 1 ½ x 12", 4 Emulnor encartuchada de 1000 de 1 ½ x 12" y 2 Emulnor encartuchada de 1000 de 1 1/4 x 12" en total se emplearán 8 cartuchos por taladro teniendo un peso de explosivo de 2.8 Kg/Tal.
- En los 5 taladros de la corona, se utilizarán faneles LP (N° 13, 13, 14, 14, 14) que serán cargados con 4 Emulnor encartuchada de 1000 de 1 ½ x 12" en total se emplearán 4 cartuchos por taladro teniendo un peso de explosivo de 1.5 Kg/Tal.
- En los 5 taladros del arrastre, se utilizarán faneles LP (N°15, 15, 15, 16, 16) que serán cargados con 9 Emulnor encartuchada de 3000 de 1 ¼ x 12" en total se emplearán 9 cartuchos por taladro teniendo un peso de explosivo de 2.5 Kg/Tal.

La cantidad de explosivos totales para esta labor con la malla de perforación y voladura anterior es de 125 kg con dos cajas de Emulnor 3000 de 1 ½ x 12", media caja de Emulnor 3000 de 1 ¼ x 12", dos cajas de Emulnor de 1000 de 1 ½ x 12" y media caja de Emulnor 1000 de 1 ¼ x 12".

El peso de cada caja de explosivo es de 25 kg. y por la mala calidad de roca solo se utiliza Emulnor encartuchada de 3000 para el arrastre, arranque cuadradores y ayudas además del Emulnor encartuchada de 1000 para los hastiales y corona.

Así mismo, los indicadores de voladura son de factor de potencia 0.62 Kg/Tn y el factor de carga es de 1.98 Kg/m3 y un factor de carga de 35.68 Kg/m., por lo tanto, con los parámetros de perforación y voladuras mencionados se tiene resultados negativos con un avance de 2.74m y sobrerotura promedio de 25 %. Por ende, en el presente trabajo se modificará la malla de perforación y voladura e iniciarán las pruebas en los disparos posteriores ejecutados durante el mes de octubre.

Teniendo en cuenta que el material explosivo complementario a utilizar son 45 metros de pentacord para enganchar, 35 faneles cargados, 2 carmex para activar o realizar el amarre con el pentacord y 0.20 metros de mecha rápida para iniciar o realizar el chispeo pirotécnico con el fósforo.

3.2.2. Malla de perforación y voladura propuesta

Como alternativa de solución a la problemática en la unidad minera se ha planteado una nueva malla de perforación y voladura para las labores de mala calidad de roca con RMR<35, la cual consistió en eliminar los taladros cargados de la corona y remplazarlos por taladros de alivio que cumplan un papel de precorte e incrementar el diámetro de los taladros de alivio en la corona y hastiales de 51 mm de diámetro a 102 mm. Esto con el objetivo de crear una especie de precorte en la corona y los hastiales y controlar la sección aperturada posvoladura.

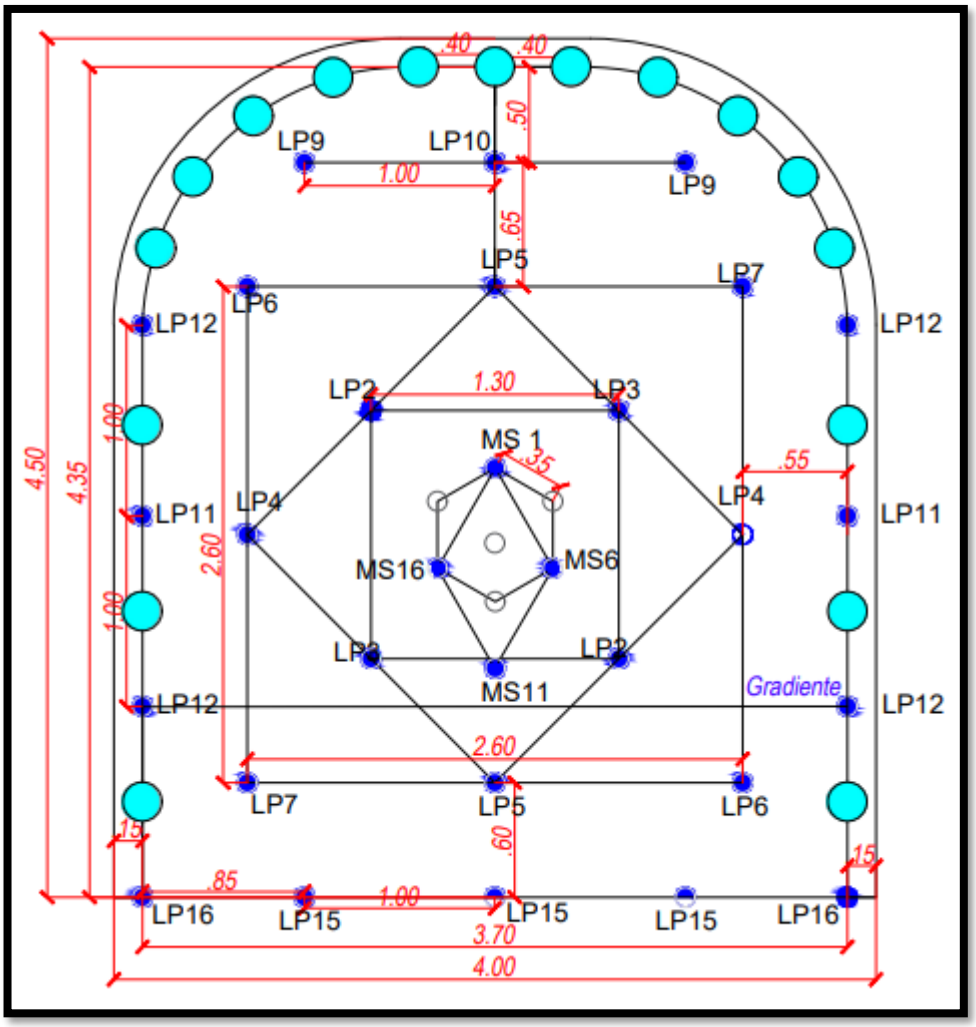


Figura 12: *Malla de perforación y voladura propuesta por el proyecto*

Fuente: *elaboración propia*

3.2.3. Nuevo esquema de carguío con explosivos

El nuevo esquema de carguío con explosivos en el frente tendrá ciertas modificaciones en relación al esquema inicial ya que la cantidad de explosivos a emplear por disparo reducirá, estos cambios se detallan a continuación.

Esquema de carguío

Sección	4.00	4.50	N° de tal. cargados	Emulnor 5000 1 1/2 X 12"	Emulnor 5000 1 1/4 X 12"	Emulnor 3000 1 1/2 X 12"	Emulnor 3000 1 1/4 X 12"	Emulnor 1000 1 1/2 X 12"	Emulnor 1000 1 1/4 X 12"	Kg/Tal.	Secuencia de salida con faneles de 4.20 m
Roca	Suave										
Long. perf. (m)	3.80										
Avan. efectivo. (m)	3.50			Cart./Tal	Cart./Tal	Cart./Tal	Cart./Tal	Cart./Tal	Cart./Tal	Kg/Tal.	N° de retardo
Arranque			4			12				4.7	1,6,11,16
Primera ayuda			4			5		6	4	5.3	2,2,3,3
Segunda ayuda			4			5		6	2	4.7	4,4,5,5
Cuadradores			4			4		6	2	4.3	6,6,7,7
Ayuda corona			3			4		5	2	4	9,9,10
Hastial			6			2		4	2	2.8	11,11,12,12,12,12
Corona											
Arrastre			5				9			2.5	15,15,15,16,16
Total cartuchos de explosivo				0	0	128	45	111	50		
Total cajas de explosivo						2.0	0.50	1.7	0.6		

Total taladros cargados	30
Total de explosivos (kg)	117
Eficiencia de voladura (%)	92

Factor potencia (kg/tn) d=3.2	0.58
Factor carga (kg/m3)	1.86
Factor lineal (kg/m)	33.51

Fanel (MS)	4
Fanel (LP)	26
Carmex (Und)	2
Mecha rapida (m)	0.2
Pentacord (m)	45

Figura 13: *Nuevo esquema de carguío con explosivos del frente*

Fuente: *elaboración propia*

La figura 13, presenta el esquema propuesto para reducir la problemática de la sobrerotura y mejorar los avances, se puede observar que el proceso de carguío se realizará de la siguiente manera:

- En los 4 taladros de arranque, se utilizarán faneles Ms (N°1, 6,11 y 16) que serán cargados con Emulnor encartuchada de 3000 de 1 ½ x 12", con un total de 12 cartuchos por taladro teniendo un peso de explosivo de 4.7 Kg/tal.
- En los 4 taladros de la primera ayuda de arranque, se utilizarán faneles LP (N°2, 2, 3, 3) que serán cargados con 5 Emulnor encartuchada de 3000 de 1 ½ x 12", 6 Emulnor encartuchada de 1000 de 1 ½ x 12" y 4 Emulnor encartuchada de 1000 de 1 1/4 x 12" en total se emplearán 15 cartuchos por taladro teniendo un peso de explosivo de 5.3 Kg/Tal.
- En los 4 taladros de la segunda ayuda de arranque, se utilizarán faneles LP (N°4, 4, 5, 5) que serán cargados con 5 Emulnor encartuchada de 3000 de 1 ½ x 12", 6 Emulnor encartuchada de 1000 de 1 ½ x 12" y 2 Emulnor encartuchada de 1000 de 1 1/4 x 12" en total se emplearán 13 cartuchos por taladro teniendo un peso de explosivo de 4.7 Kg/Tal.
- En los 4 taladros cuadradores, se utilizarán faneles LP (N°6, 6, 7, 7) que serán cargados con 4 Emulnor encartuchada de 3000 de 1 ½ x 12", 6 Emulnor

encartuchada de 1000 de 1 ½ x 12” y 2 Emulnor encartuchada de 1000 de 1 1/4 x 12”, en total se emplearán 12 cartuchos por taladro teniendo un peso de explosivo de 4.3 Kg/Tal.

- En los 4 taladros de ayuda de corona, se utilizarán faneles LP (N°9, 9, 10, 10) que serán cargados con 4 Emulnor encartuchada de 3000 de 1 ½ x 12”, 5 Emulnor encartuchada de 1000 de 1 ½ x 12” y 2 Emulnor encartuchada de 1000 de 1 1/4 x 12”, en total se emplearán 11 cartuchos por taladro teniendo un peso de explosivo de 4.0 Kg/Tal.
- En los 6 taladros de los hastiales, se utilizarán faneles LP (N°11, 11, 12, 12,12,12) que serán cargados con 2 Emulnor encartuchada de 3000 de 1 ½ x 12”, 4 Emulnor encartuchada de 1000 de 1 ½ x 12” y 2 Emulnor encartuchada de 1000 de 1 1/4 x 12”, en total se emplearán 8 cartuchos por taladro teniendo un peso de explosivo de 2.8 Kg/Tal.
- El cambio significativo se observa en los taladros de corona que cuentan con 11 taladros de alivio rimados a un diámetro de 102 mm, los cuales no llevarán carga explosiva, con el objetivo de generar una especie de precorte y evitar que la corona se eleve.
- En los 5 taladros del arrastre, se utilizarán faneles LP (N°15, 15, 15, 16, 16) que serán cargados con 9 Emulnor encartuchada de 3000 de 1 ¼ x 12”, en total se emplearán 9 cartuchos por taladro teniendo un peso de explosivo de 2.5 Kg/Tal.

El total de explosivos para esta labor con la malla de perforación y voladura modificada es de 117 kg y 4.8 cajas, es decir: dos cajas de Emulnor 3000 de 1 ½ x 12”, media caja de Emulnor 3000 de 1 ¼ x 12”, 1.7 cajas de Emulnor de 1000 de 1 ½ x 12” y finalmente media caja de Emulnor 1000 de 1 ¼ x 12”. El peso de cada caja de explosivo es de 25kg.

Por la mala calidad de roca solo se utiliza Emulnor encartuchada de 3000 para el arrastre y para los hastiales, arranque cuadradores y ayudas además del Emulnor encartuchada de 1000.

Así mismo, los indicadores de voladura como de factor de potencia se redujeron a 0.58 Kg/Tn, mientras que el factor de carga bajó a 1.86 Kg/m3 y por último el factor de carga lineal se redujo a 33.51 Kg/M.

Teniendo en cuenta los nuevos parámetros de perforación y voladura se realizarán las pruebas piloto en el mes de octubre en la labor de Nv.3912 Vn.8683E, muestra del presente trabajo de investigación.

Como material explosivo complementario se utilizarán 45 m de pentacord para enganchar los 30 faneles cargados, 2 carmex para activar o realizar el amarre con el pentacord y 0.20 metros de mecha rápida para iniciar o realizar el chispeo pirotécnico con el fósforo.

3.2.4. Proceso de prueba de nueva malla de perforación y voladura

La nueva malla de perforación y voladura que se planteó fue puesta a prueba en el mes de octubre de 2024, en la labor Vn.8683E del Nv.3912, que es muestra y objeto de estudio del proyecto, por ende, se realizarán todas las pruebas y ensayos necesarios durante la duración del estudio solo en esta labor.

3.2.4.1. Difusión de la malla de perforación y voladura

La nueva malla de perforación y voladura es difundida a todo el personal involucrado en los procesos unitarios de perforación (maestro jumbero y ayudante) para que se entienda el objetivo de realizar una especie de precorte en la corona y los hastiales realizando taladros de alivio rimados a 102 mm de diámetro; en el proceso de voladura tanto al maestro cargador como al ayudante deben conocer que en el nuevo esquema de carguío los taladros de la corona no llevan carga explosiva. Esto con el objetivo de asegurar su entendimiento e identificar las diferencias con la malla anterior y definir qué es lo que se quiere alcanzar con esta nueva malla que se aplicará a modo de prueba solo en la V.8683 E del Nv.3912.

Figura 14: *Difusión de la nueva malla de perforación y voladura*

Fuente: *elaboración propia*

3.2.4.2. Proceso de pintado de malla en el frente

Después de la difusión la nueva malla de perforación y voladura se procede al pintado de malla en el frente de la Vn.8683E del Nv.3912, realizando el marcado

del centro, gradiente y en base a la sección de la labor que tiene 4.0 m de ancho y 4.5 m de alto, así mismo, se realiza el trazo de la malla definiendo el lugar donde se llevará a cabo la perforación del arranque, cuadradores, ayudas, hastiales corona y arrastre. También se pintan las colas en la corona y los hastiales de la labor que cumplen la función de guiar al maestro jumbero para que pueda alinear la viga del equipo y mantener un paralelismo de taladros adecuado**.**

Figura 15: *Pintado de la malla de perforación en el frente*

Fuente**:** *elaboración propia*

3.2.4.3. Proceso de perforación del frente

El proceso de perforación se realiza con un *jumbo boomer* 282 con una longitud de perforación de 12 pies, se realiza el uso de guiadores para mantener el paralelismo de los taladros perforados, se inicia con la perforación de los taladros de arrastre, posteriormente los hastiales, corona y arranque, finalmente se realiza el rimado de los taladros de alivio en el arranque y los taladros de alivio considerados en la corona y hastiales, los taladros de producción tienen un diámetro de 51 mm mientras que los de alivio serán rimados a 102 mm.

La distribución de los 51 taladros perforados será como sigue: 30 taladros de producción con carga explosiva y 21 taladros de alivio sin carga explosiva y con mayor diámetro, de manera que en el arranque se tendrá 4 taladros con carga explosiva y 4 taladros de alivio sin carga explosiva. En la primera ayuda se tendrá 4 taladros, en la segunda 4 taladros, en los cuadradores 4 taladros, en la ayuda

de corona 3 taladros, en los hastiales se tendrá 6 taladros cargados y 6 taladros de alivio rimados, en la corona se tendrá 11 taladros de alivio rimados que cumplen el papel de precorte y finalmente en el arrastre 5 taladros con carga explosiva.

Figura 16: *Proceso de perforación de frente*

Fuente: *elaboración propia*

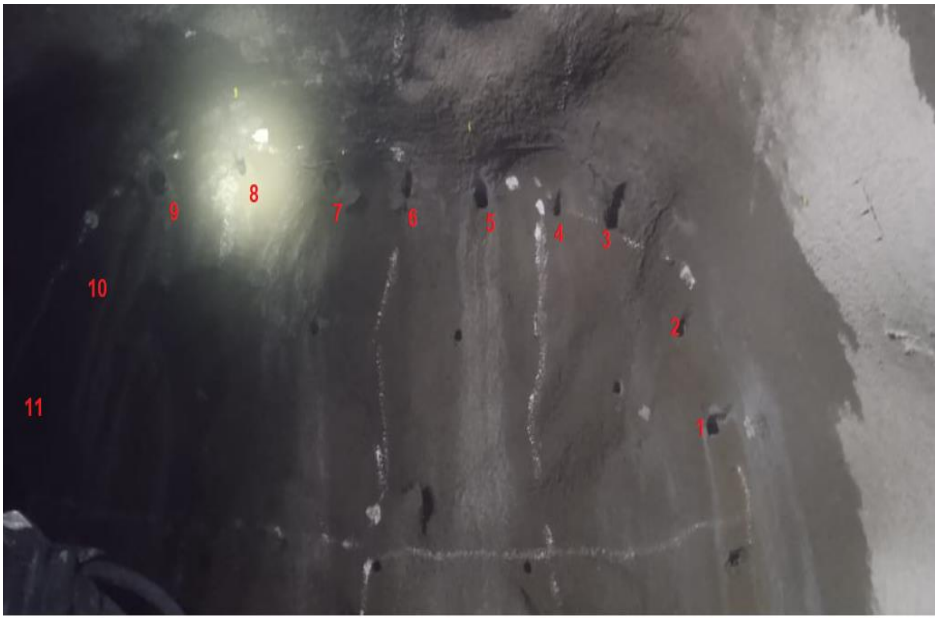


Figura 17: *Precorte con 11 taladros de alivio rimados en la corona*

Fuente: *elaboración propia*

3.2.4.4. Proceso de carguío con explosivos

Para iniciar con el proceso de carguío se realiza el desate manual de rocas en el frente para evitar el desprendimiento de rocas sueltas, luego se distribuyen los accesorios o faneles en el frente y se realiza el carguío con explosivos iniciando con los taladros de la corona haciendo usos de la plataforma elevadora del equipo telehandler y se termina con los taladros de arrastre; acto seguido se engancha la totalidad de faneles en el pentacord y finalmente se amarra el pentacord con el carmex y estará el frente listo para el chispeo a las 6:30 pm tal y como indica el protocolo de voladura.

Figura 18: *Proceso de carguío de frente con explosivos*

Fuente: *elaboración propia*

3.2.4.5. Proceso de desate mecanizado

Luego de realizar la voladura, ventilación, regado y limpieza del frente con equipo scooptram continúa el proceso del desate mecanizado de rocas que también necesita tomar los controles necesarios para evitar la sobreescavación de la labor en avance

En ese sentido el operador de scailer realiza un desate de rocas minucioso, dando la forma de arco en la corona y evitando desatar más de lo necesario ya que en este tipo de labores, la roca es suave y con la percusión del equipo se puede incurrir en el sobredimensionamiento de la labor. El proyecto plantea no realizar el carguío de la corona de la labor con material explosivo ya que se puede tener labores con subrotura, es decir la sección después del disparo puede ser menor

al del planificado**;** sin embargo, con el desate se tiene que alcanzar la sección esperada.

El ciclo ya mencionando, se repite a modo de prueba en la Vn.8683E Nv.3912 durante el mes de octubre y se realiza una data de los resultados obtenidos con la nueva malla de perforación y voladura planteada por este proyecto.

Figura 19: *Proceso de desate mecanizado con Scailer*

Fuente: *elaboración propia*

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Presentación de resultados

Luego de la prueba con la malla de perforación y voladura planteada por el proyecto en el mes de octubre de 2024 en la Vn.8683E del Nv.3912 se presenta los siguientes resultados:

Tabla 2: *Resultados posvoladura de avance(m) y sobrerotura (%) con malla del proyecto.*

Resultados post voladura Vn.8683E Nv.3912				
Fecha	**Avance**	**Vol. Programado**	**Vol. Ejecutado**	**Sobrerotura**
1/10/2024	3.10	51.15	58.82	15 %
2/10/2024	3.20	52.80	60.19	14 %
3/10/2024	3.00	49.50	54.45	10 %
4/10/2024	2.90	47.85	51.68	8 %
5/10/2024	3.10	51.15	58.31	14 %
6/10/2024	3.10	51.15	56.78	11 %
7/10/2024	2.90	47.85	54.07	13 %
8/10/2024	3.20	52.80	59.14	12 %
9/10/2024	3.20	52.80	60.19	14 %
10/10/2024	3.00	49.50	54.45	10 %
11/10/2024	2.80	46.20	52.67	14 %
12/10/2024	3.00	49.50	55.94	13 %
13/10/2024	3.10	51.15	56.78	11 %
14/10/2024	3.20	52.80	59.14	12 %
15/10/2024	3.20	52.80	58.61	11 %
16/10/2024	3.00	49.50	54.45	10 %
17/10/2024	2.85	47.03	51.26	9 %
18/10/2024	2.95	48.68	55.00	13 %
19/10/2024	3.20	52.80	59.14	12 %
20/10/2024	2.80	46.20	51.28	11 %
21/10/2024	3.20	52.80	60.72	15 %
22/10/2024	2.80	46.20	52.21	13 %
23/10/2024	2.90	47.85	55.03	15 %
24/10/2024	3.10	51.15	57.80	13 %
25/10/2024	2.80	46.20	53.13	15 %
26/10/2024	2.90	47.85	54.55	14 %
27/10/2024	3.30	54.45	61.53	13 %
28/10/2024	2.80	46.20	51.74	12 %
29/10/2024	3.20	52.80	58.08	10 %
30/10/2024	3.10	51.15	57.29	12 %
31/10/2024	3.20	52.80	58.61	11 %
Promedio	**3.04**	**50.09**	**56.23**	**12 %**

Fuente: *elaboración propia*

En la Tabla 2, se observa que luego de aplicar la nueva malla de perforación y voladura, se mejora el avance por disparo de 2.74 m a 3.04 m y se reduce la sobrerotura del avance de 25 % a 12 %; sin embargo, se tuvo algunos valores atípicos con la nueva malla, debido a que el jumbero no hizo uso de los guiadores para controlar el paralelismo de los taladros perforados o los cargadores emplearon mayor cantidad de explosivos en los taladros de contorno.

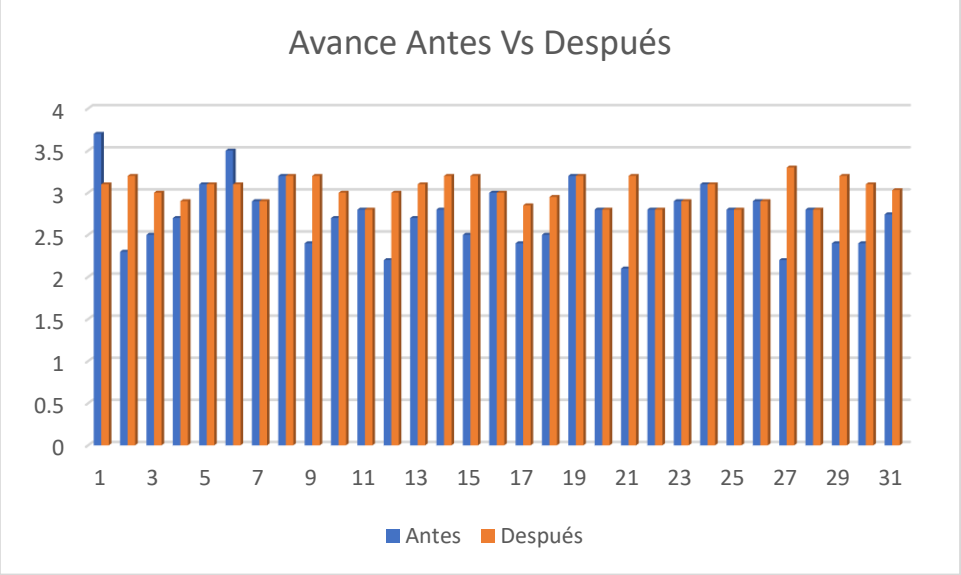


Figura 20: *Cuadro estadístico comparativo el pre y post proyecto en eficiencia de avance (m)*

Fuente: *elaboración propia*

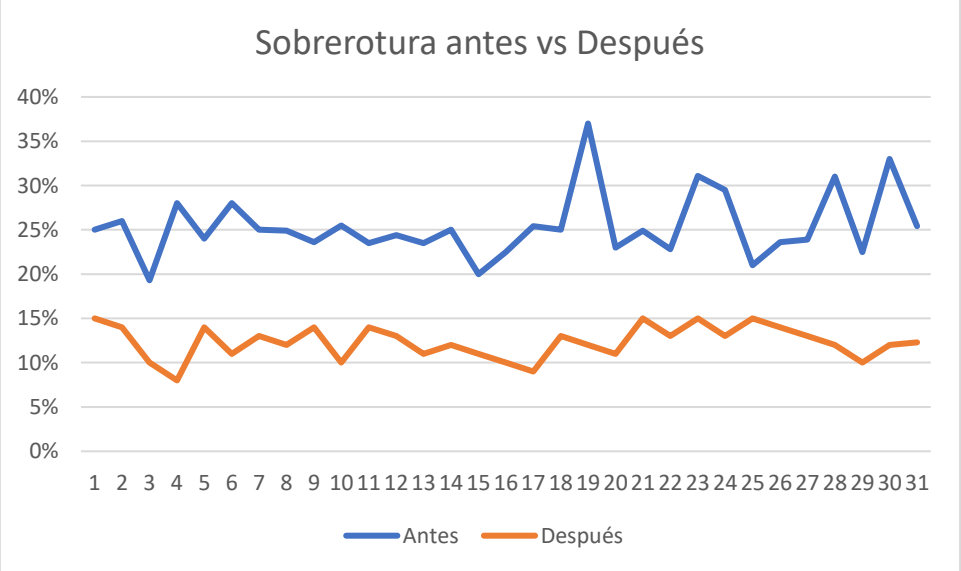


Figura 21: *Sobrerotura (%) de los disparos comparativo del pre y post proyecto*

Fuente: e*laboración propia*

Como parte del resultado relacionado al primer objetivo específico que fue evaluar la relación de los taladros cargados y perforados en el frente antes y después de la ejecución del proyecto se tiene los siguientes resultados:

En la malla de perforación y voladura anterior, el 69 % de taladros perforados tenían carga de columna explosiva mientras que en la malla de perforación y voladura propuesta solo el 59 % de taladros perforados llevan carga explosiva, esta disminución se debe al precorte en la corona que eliminarán los 5 taladros con carga explosiva de la corona.

Con esta nueva relación de taladros perforados y cargados se logró reducir la sobrerotura de 25 % a 12 %.

Tabla 3: *Tabla comparativa de taladros perforados, cargados y de alivio antes y después del proyecto*

	Antes del proyecto	**Con del proyecto**
N° taladros totales	51	51
N° taladros de alivio	15	21
N° taladros cargados	35	30
Relación de taladros perforados/cargados	69 %	59 %

Fuente: *elaboración propia*

Como parte del resultado relacionado al segundo objetivo específico el cual fue de evaluar el factor de carga y potencia para reducir la sobrerotura se tiene los siguientes resultados, se reducido la sobrerotura de 25 % a 12 % este alcance se debió a que se ha eliminado la carga explosiva de todos los taladros de la corona y se remplazaron por taladros de precorte, ello a reducidos los indicadores de voladura, el factor de carga lo hemos reducido de 0.62 Kg/Tn a 0.58 Kg/Tn además el factor de carga se redujo de 1.98 Kg/m3 a 1.86 Kg/m3 como ultimo indicador el factor lineal bajo de 35.66 Kg/m a 33.51 Kg/m. Estos indicadores de voladura lo que están reflejando en si es que con la malla de perforación y voladura propuesta por el proyecto se está utilizando menos explosivo que con la malla de perforación y voladura anterior.

Tabla 4: *Tabla comparativa de los indicadores de voladura antes y después del proyecto.*

	Antes del proyecto	**Con del proyecto**
Factor de potencia (Kg/Tn)	0.62	0.58
Factor de carga (Kg/m3)	1.98	1.86
Factor lineal (Kg/m)	35.66	33.51

Fuente: *elaboración propia*

El presente proyecto se basó fundamentalmente en evaluar la malla de perforación y voladura empleada en la unidad minera, por sus resultados negativos. Por ende, en el mes de setiembre se evaluaron diversos aspectos a considerar como sigue a continuación:

Se pudo identificar que antes del proyecto, el proceso de pintado de malla no se realizaba de manera adecuada, el operador no hacía uso de su plomada para tener los dos puntos de dirección estáticos, por ello, el punto centro y gradiente tenían una variabilidad de 15 a 20 cm.

Al iniciar el proyecto y de preferencia, el pintado de malla lo realiza el área de topografía para tener puntos exactos, así mismo, el operador jumbero y ayudante contaban con su plomada, flexómetro y cordel para pintar la malla correctamente.

En el proceso de perforación, antes de la ejecución del proyecto, los operadores no hacían uso de los guiadores para controlar el paralelismo de los taladros, solo confiaban en el *expertis* del ayudante quien indicaba la dirección del brazo de perforación; con la implementación del proyecto ya en el proceso de pintado de malla se trazan las colas de perforación en la corona y hastiales que tienen la función de guiar al operador y ayudante en direccionar correctamente la posición de los brazos del jumbo para controlar el paralelismo, además el uso de los guiadores es un plus para tener un buen paralelismo de los taladros perforados.

En el proceso de carguío, antes de la ejecución del proyecto, el maestro y ayudante cargador iniciaban el proceso de carguío de la corona y generalmente en estos taladros ponían la mayor cantidad de cartuchos e involuntariamente hacían que exista mayor carga explosiva en la corona y hastiales donde se tiene la sobrerotura; con la implementación del proyecto se capacitó a los cargadores indicando el número exacto de cartuchos a utilizar por taladros sea de corona, hastiales, arranque, etc.

En el proceso del desate mecanizado, antes del proyecto, el operador realizaba el desate de manera descontrolada, generando desprendimientos y elevación de la sobrerotura; con la implementación del proyecto se realizó la capacitación al operador de scailer sobre el desate mecanizado el cual debe ser de manera controlada por la calidad de roca, es decir se debe desatar los fragmentos realmente expuestos dando la forma de arco de túnel para evitar la sobrerotura, además se recomienda que el lanzado de la primera capa de shotcrete se realice de manera inmediata para controlar la estabilidad y evitar que la sección se amplíe por desprendimientos de roca.

4.2. Discusión de resultados

El ingeniero Jorge Luis Bejarano Baltazar en su tesis: “Voladura controlada y su influencia en la disminución de la sobrerotura en las labores subterráneas - Minera Aurífera Retamas S.A.”, logró reducir la sobrerotura de la GAL 9103 - SE (XC 9103 - S (RP) al aplicar voladura controlada de recorte en la corona o techo de esta labor, el límite máximo

permitido para este tipo de labor en esta minera es de 10 %, sin embargo Bejarano logró reducir la sobrerotura de 12.3 % a 8.5 %, estando dentro de lo aceptable; para ello analizó minuciosamente los indicadores como factor de carga y potencia.

En el presente proyecto de investigación, al aplicar voladura de precorte con taladros rimados en la corona sin carga explosiva y taladros de alivio rimados en los hastiales, se logró disminuir la cantidad del explosivo empleado por disparo y se redujo la sobreescabación de 25 % a 12 %; cabe mencionar que son dos técnicas distintas en el caso de Bejarano el cual es voladura controlada con recorte; es decir, los taladros de la corona sí tienen carga explosiva y lo novedoso es que tiene una secuencia de salida de tal manera que la corona sale solo antes del arrastre, de esa manera evitan dañar la corona generando salidas con cargas desacopladas.

En cambio, en este proyecto se emplea la técnica de voladura con precorte en la corona, es decir, ya que la calidad de roca es mala o muy suave se elimina la carga explosiva de la corona y solo se realiza la perforación de taladros de precorte rimados a 102 mm de diámetro, esto con el objetivo de que la sección de la labor post voladura sea menor o igual al programado, pero no mayor, ya con el desate mecanizado se logre perfilar y alcanzar la sección exacta de haberse presentado subrotura. Finalmente, ambos proyectos lograron reducir la sobrerortura alcanzadon su objetivo.

El ingeniero Ronal Romaní Carhuamaca en su tesis: “Diseño de malla de perforación y voladura para optimizar avances y sobrerotura en el Nv.1225 - Mina Andaychagua - VCM S.A.A.”, logró reducir la sobrerotura a un 4.86 % realizando voladura controlada, uso de cañas en los hastiales y en la corona utilizó famecorte, una emulsión explosiva de menor poder rompedor diseñado exclusivamente para voladura de contornos en roca mala, además el factor lineal empleado para reducir la sobrerotura fue de 31.3 Kg/m en una labor de 4.0 x 4.0.

Mientras que, en este proyecto al realizar la voladura con precorte en corona sin carga explosiva, se redujo los indicadores de voladura, obteniendo un nuevo factor de potencia de 0.58 Kg/Tn, factor de carga de 1.86 Kg/m3 y factor lineal de 33.51 Kg/m, con estos indicadores se reduce la sobrerotura de 25 % a 12 % y se mejoran los avances de 2.74 m a 3.03 m.

En líneas generales ambos proyectos coinciden que, para reducir la sobrerotura es importante controlar la voladura de los contornos utilizando explosivos de menor poder rompedor y/o reduciendo la cantidad de explosivo empleado, comprobando la hipótesis específica 2 del proyecto.

El ingeniero Joel Emerson Cóndor Araujo en su tesis: “Modelo de voladura controlada para mejorar estabilidad de rampa 3293 en nivel 2100 veta Milagros - mina Parcoy - 2019”,

logró controlar la estabilidad en una labor de mala calidad al aplicar voladura controlada teniendo una relación del 100 % de taladros perforados donde solo el 66.6 % lleva carga explosiva y el 33.4 % son taladros de alivio; siendo un número cercano al que se plantea en el proyecto que considera cargar el 59 % de los taladros perforados y el 41 % son taladros de alivio, de esta manera se comprueba también la hipótesis específica 1, planteada en el proyecto.

4.3. Contraste de las hipótesis

Posterior a la ejecución de este proyecto y la obtención de los resultados anteriores se procede a realizar el contraste de las hipótesis que se plantearon al inicio de este proyecto para definir su aceptación o rechazo de las mismas.

Luego de haber puesto a prueba la malla de perforación y voladura en el mes de octubre de 2024, se logró reducir la sobrerotura de 25 % a 12 %, por lo que se deduce que las hipótesis planteadas al inicio del proyecto son verdaderas y se aceptan como tal.

La hipótesis general hizo mención a que una buena evaluación de la malla de perforación y voladura en labores con RMR menor a 35 reduciría la sobrerotura y efectivamente se evaluó la malla y se decidió aplicar voladura con precorte, teniendo como resultado la reducción de la sobrerotura.

La primera hipótesis específica, menciona que una buena relación del número de taladros perforados y cargados reduciría la sobrerotura. En el proyecto se ha planteado eliminar la carga explosiva de la corona de la labor, por ende, solo el porcentaje de taladros cargados en el frente disminuye de 69 % a 59 %, logrando controlar la sobrerotura reduciéndola a un 12 %.

La segunda hipótesis específica, menciona que una buena evaluación del factor de carga y factor de potencia reduce la sobrerotura; efectivamente al reducir la cantidad de explosivos empleados por disparo se redujo también los indicadores de voladura como sigue el factor de carga bajó de 1.98 Kg/m3 a 1.86 Kg/m3, mientras que, el factor de potencia bajó de 0.62 Kg/tn a 0.58 Kg/tn con ello se redujo la sobrerotura a un 12 %.

Por lo expuesto, aceptan las tres hipótesis planteadas en el proyecto de investigación.

CAPÍTULO V
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. Conclusiones

- Luego de la evaluación de la malla de perforación y voladura en labores que según el mapeo geomecánico son de mala calidad de roca, se concluye que se requiere de una malla de perforación y voladura diseñada para las condiciones desfavorables del terreno, es decir es necesario contar con más taladros de alivio (taladros de precorte en la corona), así mismo se requiere reducir la cantidad de explosivos a emplear por disparo para reducir la sobrerotura.
- Se evaluó la relación del número de taladros perforados y cargados en labores donde la calidad del macizo rocoso es de mala calidad, concluyendo que es necesario tener mayor cantidad de taladros de alivio en los hastiales y taladros de precorte en la corona para disminuir la sobrerotura, por ello es óptimo cargar solo el 59 % de los taladros perforados en el frente, el 41 % deben ser taladros de alivio y precorte. Los taladros de alivio como precorte permiten que la voladura tenga un límite de rotura y no exista % de sobreroruta.
- Se evaluó el factor de carga y potencia en labores con mala calidad de roca y se concluyó que la cantidad de explosivos a emplearse es menor, por ende, los indicadores de voladura como el factor de carga, potencia y factor lineal se verán disminuidos significativamente ya que con el nuevo diseño se reduce a un 6 % la cantidad de explosivos a utilizar y con ello se redujo la sobrerotura de 25 % a 12 %.

5.2. Recomendaciones

- Al realizar el cambio en las mallas de perforación y voladura, se debe evaluar con pruebas de ensayo y error en campo para garantizar la veracidad y funcionabilidad del cambio que se está implementando antes de estandarizarlo para todas las labores.
- Trabajar con el recurso humano ya que son ellos quienes tienen comprender, interiorizar y ejecutar los cambios en la malla de perforación y voladura propuesta para lograr la reducción de la sobrerotura y mejorar la eficiencia de los avances.
- Se recomienda que los equipos empleados en los procesos unitarios estén operativos al 100 %, los jumbos deben tener un programa de mantenimiento de los Pines y bocines para garantizar el paralelismo adecuado de los taladros perforados y evitar su desviación, sobre todo en el contorneo que finalmente pueden ser traducidos en sobrerotura.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. **MATOS VARGAS, José Luis.** *Aplicación de Voladura Controlada para reducir la sobrerotura y costo de sostenimiento de las labores de avance en la zona cuerpos de Alpayana S.A. – 2022.* Huancayo: UNCP, 2022.
2. **ROMANI CARHUAMACA, Ronal.** *Diseño de mallas de perforación y voladura para optimizar avances y sobre rotura Nv. 1225 - Mina Andaychagua - VCM S.A.A.* Huancayo: UNCP, 2019.
3. **BEJARANO BALTAZAR, Jorge Luis.** *Voladura controlada y su influencia en la disminución de sobrerotura en labores subterráneas - Minera Aurífera Retamas S.A.* Huancayo: UNCP, 2021.
4. **ROMERO FALCON, Miguel Angel.** *Mejoramiento del avance de frentes mediante la voladura controlada de contornos. CIA. Minera Raura S.A.* Pasco : UNDAC, 2019.
5. **CÓNDOR ARAUJO, Joel Emerson.** *Modelo de voladura controlada para mejorar estabilidad de rampa 3293 en Nivel 2100 Veta Milagros - Mina Parcoy - 2019.* Huancayo : UNCP, 2020.
6. **IGNACIO, ALCAÍNO MUÑOZ JAVIER.** *USO DE EMULSIÓN EN EL DESARROLLO HORIZONTAL DEL PROYECTO MINA CHUQUICAMATA SUBTERRÁNEA.* Santiago de Chile : UNIVERSIDAD DE CHILE, 2019.
7. **Carlos, Sarmiento Arias Juan.** *DOMOS DE LAVA RELACIONADOS A LA DIATREMA PRINCIPAL EN EL CENTRO VOLCANICO MARCAPUNTA, DISTRITO MINERO DE COLQUIJIRCA – PERU CENTRAL* . Cusco : UNSAAC, 2004.
8. **Chancasanampa Gomez, Wilber.** *Diseño de la malla de perforación y voladura para incrementar la productividad de tajeos en la Compañía Minera Great Panther Coricancha S.A.* . Huancayo : UNCP, 2019.
9. **Explosivos, Famesa.** *Portal de productos Famesa.* Lima : FAMESA S.A., 2024.
10. **MENDOZA MUÑOZ, Norma.** *Optimización de la voladura controlada aplicando un modelo matemático en la unidad minera Paraíso-Ecuador.* EL Paraiso : UNCP, 2019.
11. **ANDERSSON, LUJAN OJEDA.** *Diseño de malla de perforación.* Lima : s.n., 2017.

ANEXOS

Anexo 1. *Matriz de consistencia*

"*Estrategias para reducir la sobrerotura en labores de avance con mala calidad de roca en minería subterránea*".

Tabla 5: *Matriz de consistencia*

Problema general	Objetivo general	Hipótesis general
¿De qué manera con la evaluación de la malla de perforación y voladura se podrá reducir la sobrerotura en labores de avance con RMR menor a 35?	Evaluar la malla de perforación y voladura para reducir la sobrerotura en labores de avance con RMR menor a 35.	La evaluación de la malla de perforación y voladura permitirá reducir la sobrerotura en labores de avance con RMR menor a 35.
Problemas específicos	**Objetivos específicos**	**Hipótesis específicas**
¿Cuál debería ser la relación entre el número de taladros perforados y cargados para reducir la sobrerotura en labores de avance con RMR menor a 35?	Evaluar la relación del número de taladros perforados y cargados para reducir la sobrerotura en labores de avance con RMR menor a 35.	Una buena relación entre el número de taladros perforados y cargados permitirá reducir la sobrerotura en labores de avance con RMR menor a 35.
¿Se debe evaluar el factor de carga y potencia para reducir la sobrerotura en labores de avance con RMR menor a 35?	Evaluar el factor de carga y potencia para reducir la sobrerotura en labores de avance con RMR menor a 35.	La evaluación del factor de carga y potencia permitirá reducir la sobrerotura en labores de avance con RMR menor a 35.

Fuente: *elaboración propia*

Anexo 2: *Matriz de variables*

Estrategias para reducir la sobrerotura en labores de avance con mala calidad de roca en minería subterránea

Tabla 6: *Matriz de variable*

Variable	Definición	Dimensiones	Indicadores
V.I. Estrategias (malla de perforación y voladura)	Es un estándar de perforación y voladura que permite realizar los procesos unitarios de perforación y voladura de manera uniforme de acuerdo a las dimensiones de la labor y las condiciones del terreno que se tiene en los frentes de avance.	• Factor de carga • Factor de potencia • Consumo de explosivos	(Kg/m3) (Kg/Tn) (Kg)
V.D. Sobrerotura de labores de avance	Es la sobreescavación que existe en las labores, es decir cuando las labores tienen una sección mayor a la programada, originando así inestabilidad y dilución en labores de mineral.	Sobrerotura Dilución	(%) (%)

Fuente: *elaboración propia*

Anexo 3

Tabla 7: *Data base del levantamiento topográfico dimensiones de ancho y altura de la labor con la malla de perforación y voladura anterior al proyecto.*

Resultados posvoladura Vn.8683E Nv.3912						
Fecha	**Avance**	**Vol. Programado**	**Ancho Ejecutado**	**Alto ejecutado**	**Vol. Ejecutado**	**Sobrerotura**
1/09/2024	3.70	61.05	4.500	5.000	76.31	25 %
2/09/2024	2.30	37.95	4.320	5.250	47.82	26 %
3/09/2024	2.50	41.25	4.114	5.219	49.21	19 %
4/09/2024	2.70	44.55	4.339	5.310	57.02	28 %
5/09/2024	3.10	51.15	4.123	5.330	62.45	22 %
6/09/2024	3.50	57.75	4.435	5.196	73.93	28 %
7/09/2024	2.90	47.85	4.213	5.340	59.81	25 %
8/09/2024	3.20	52.80	4.321	5.203	65.95	25 %
9/09/2024	2.40	39.60	4.089	5.441	48.95	24 %
10/09/2024	2.70	44.55	4.076	5.542	55.91	25 %
11/09/2024	2.80	46.20	4.401	5.051	57.06	23 %
12/09/2024	2.20	36.30	4.082	5.486	45.16	24 %
13/09/2024	2.70	44.55	4.098	5.425	55.02	24 %
14/09/2024	2.80	46.20	4.431	5.078	57.75	25 %
15/09/2024	2.50	41.25	4.321	4.999	49.50	20 %
16/09/2024	3.00	49.50	4.401	5.011	60.65	23 %
17/09/2024	2.40	39.60	4.342	5.000	47.76	21 %
18/09/2024	2.50	41.25	4.321	5.207	51.56	25 %
19/09/2024	3.20	52.80	4.001	6.164	72.34	37 %
20/09/2024	2.80	46.20	4.082	5.424	56.83	23 %
21/09/2024	2.10	34.65	4.234	5.310	43.28	25 %
22/09/2024	2.80	46.20	4.421	5.000	56.74	23 %
23/09/2024	2.90	47.85	4.198	5.621	62.73	31 %
24/09/2024	3.10	51.15	4.274	5.454	66.24	30 %
25/09/2024	2.80	46.20	4.395	4.956	55.90	21 %
26/09/2024	2.90	47.85	4.441	5.010	59.15	24 %
27/09/2024	2.20	36.30	4.198	5.313	44.98	24 %
28/09/2024	2.80	46.20	4.501	5.239	60.52	31 %
29/09/2024	2.40	39.60	4.422	4.986	48.51	22 %
30/09/2024	2.40	39.60	4.021	5.954	52.67	33 %
Promedio	**2.74**	**45.27**	**4.27**	**5.284**	**56.72**	**25 %**

Fuente: *elaboración propia*

Anexo 4

Tabla 8: *Data base del levantamiento topográfico dimensiones de ancho y altura de la labor con la malla de perforación y voladura del proyecto*

Resultados post voladura Vn.8683E Nv.3912						
Fecha	**Avance**	**Vol. Programado**	**Ancho ejecutado**	**Alto ejecutado**	**Vol. Ejecutado**	**sobrerotura**
1/10/2024	3.10	51.15	4.272	4.845	58.82	15 %
2/10/2024	3.20	52.80	4.285	4.789	60.19	14 %
3/10/2024	3.00	49.50	4.031	4.912	54.45	10 %
4/10/2024	2.90	47.85	4.204	4.624	51.68	8 %
5/10/2024	3.10	51.15	4.492	4.568	58.31	14 %
6/10/2024	3.10	51.15	4.241	4.712	56.79	11 %
7/10/2024	2.90	47.85	4.401	4.622	54.07	13 %
8/10/2024	3.20	52.80	4.439	4.542	59.14	12 %
9/10/2024	3.20	52.80	4.518	4.542	60.19	14 %
10/10/2024	3.00	49.50	4.139	4.784	54.45	10 %
11/10/2024	2.80	46.20	4.274	4.801	52.67	14 %
12/10/2024	3.00	49.50	4.424	4.598	55.94	13 %
13/10/2024	3.10	51.15	4.159	4.805	56.78	11 %
14/10/2024	3.20	52.80	4.115	4.900	59.14	12 %
15/10/2024	3.20	52.80	4.275	4.674	58.61	11 %
16/10/2024	3.00	49.50	4.173	4.745	54.45	10 %
17/10/2024	2.85	47.03	4.019	4.882	51.26	9 %
18/10/2024	2.95	48.68	4.176	4.871	55.00	13 %
19/10/2024	3.20	52.80	4.289	4.701	59.14	12 %
20/10/2024	2.80	46.20	4.253	4.698	51.28	11 %
21/10/2024	3.20	52.80	4.245	4.876	60.72	15 %
22/10/2024	2.80	46.20	4.248	4.789	52.21	13 %
23/10/2024	2.90	47.85	4.247	4.875	55.03	15 %
24/10/2024	3.10	51.15	4.261	4.774	57.80	13 %
25/10/2024	2.80	46.20	4.236	4.887	53.13	15 %
26/10/2024	2.90	47.85	4.370	4.696	54.55	14 %
27/10/2024	3.30	54.45	4.424	4.598	61.53	13 %
28/10/2024	2.80	46.20	4.386	4.596	51.74	12 %
29/10/2024	3.20	52.80	4.395	4.505	58.08	10 %
30/10/2024	3.10	51.15	4.422	4.559	57.29	12 %
31/10/2024	3.20	52.80	4.434	4.507	58.61	11 %
Promedio	**3.04**	**50.09**	**4.29**	**4.72**	**56.23**	**12 %**

Fuente: elaboración propia

Anexo 5: *panel fotográfico*

Figura 22: *Plano topográfico del Nivel 3912*

Fuente: *topografía de la unidad minera*

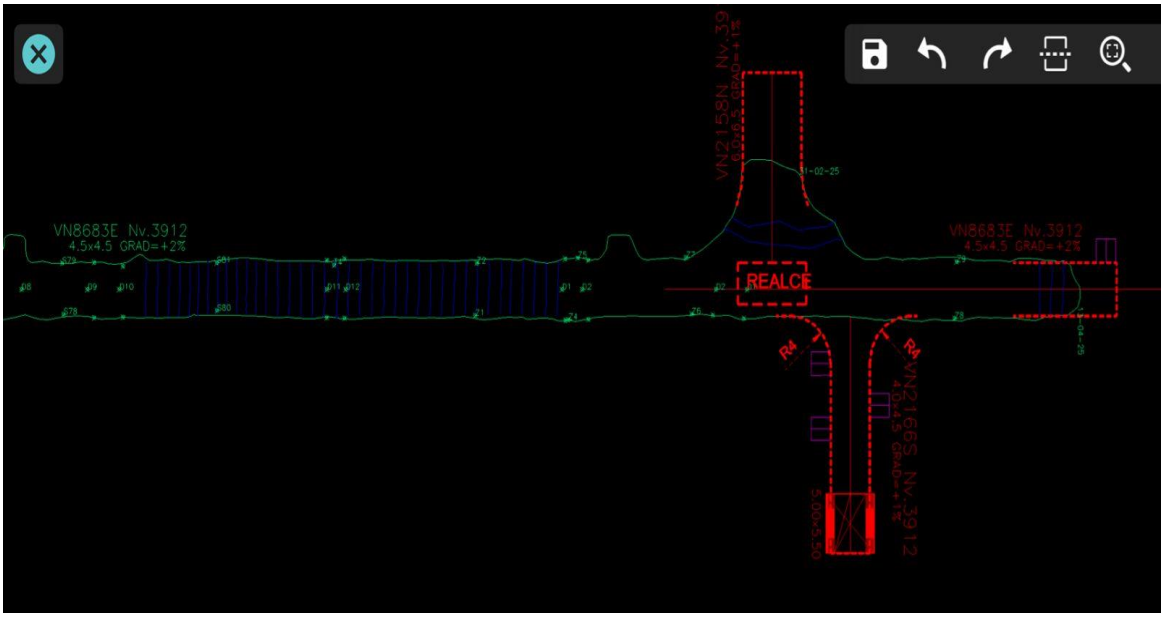


Figura 23: *Plano topográfico Vn.8683E Nv.3912*

Fuente: *Topografía unidad minera*