

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



Tesis

Diseño de malla de perforación y voladura para la construcción de la Rampa negativa 275,
Nivel 15, en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024

Presentado por:

Anibal Centeno Gonzales

Yunior Damian Ancoco

Para optar el título de Ingeniero de Minas

Abancay, Perú

2026



UNIVERSIDAD NACIOnAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



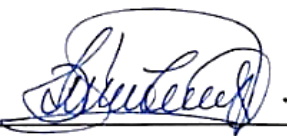
TESIS

**Diseño de malla de perforación y voladura para la construcción de la Rampa negativa
275, Nivel 15, en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024**

Presentado por **Anibal Centeno Gonzales** y **Yunior Damian Ancco**, para optar el título de Ingeniero de Minas.

Sustentado y aprobado el 05 de enero de 2026 ante el jurado:

Presidente:


Mtro. Darío Dante Sánchez Castillo

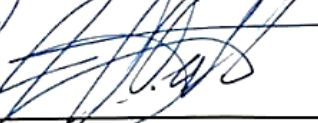
Primer miembro:


Mtro. Hernán Yari Mendoza

Segundo miembro:


Ing. Jhon Decok Valenzuela Elguera

Asesor:


Mg. José Adolfo Cárdenas Catalán



"Año de la recuperación y consolidación de la economía peruana"

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD N° 307-2025

La Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, a través de la Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería declara que, la Tesis intitulada: **"Diseño de Malla de Perforación y Voladura para la Construcción de la Rampa Negativa 275, Nivel 15, en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024"**, presentado por los Bachs. **ANIBAL CENTENO GONZALES y YUNIOR DAMIAN ANCCO**", para optar el Título de **Ingeniero de Minas**; ha sido sometido a un mecanismo de evaluación y verificación de similitud, a través del Software Turnitin, siendo el índice de similitud **ACEPTABLE de (23%)** por lo que, cumple con los criterios de originalidad establecidos por la Universidad.

Abancay, 23 de diciembre del 2025

Atentamente,


Dra. Hecateralda Rojas Enriquez
DIRECTORA DE LA UNIDAD DE INVESTIGACIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA

C. c.
Archivo
REG. N° 1036

Agradecimiento

Mi agradecimiento a mis docentes por su aporte en este proyecto de tesis y así mismo a mi asesor y jurado evaluador. A la unidad minera Tilico por darme el acceso a información técnica y brindar espacio y respaldo para desarrollar este proyecto tesis. Finalmente, a mis compañeros y amigos por el apoyo mutuo y las incontables experiencias que enriquecieron durante el proceso universitario.

Anibal Centeno Gonzales

Expreso mi sincero agradecimiento a mi asesor de tesis y a los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, por sus valiosos conocimientos, orientación técnica y apoyo durante el desarrollo de esta investigación. Asimismo, agradezco a las personas e instituciones que facilitaron la información y el acceso necesario para la realización del presente trabajo.

Yunior Damian Ancco



Dedicatoria

Dedico el informe de tesis con profunda satisfacción y mucho afecto, a mis padres, quienes con su respaldo y apoyo incondicional han sido parte durante el proceso de mi formación profesional a ellos le dedico esta meta alcanzada y también a mis hermanos por ser mi fuente de motivación y ejemplo de perseverancia constancia.

Anibal Centeno Gonzales

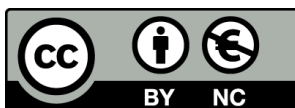
Dedico la presente tesis, en primer lugar, a Dios, por brindarme la fortaleza, salud y sabiduría necesarias para culminar mi formación profesional en la carrera de Ingeniería de Minas. A mis padres y a mi familia, por su apoyo incondicional, sacrificio y confianza constante, quienes han sido el principal pilar y motivación para alcanzar este importante logro académico y personal.

Yunior Damian Ancco



Diseño de malla de perforación y voladura para la construcción de la Rampa negativa 275,
Nivel 15, en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024
Línea de investigación: Minería, procesamiento de minerales.

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



ÍNDICE

	Pág.
INTRODUCCIÓN	1
RESUMEN	3
ABSTRACT	4
CAPÍTULO I	5
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	5
1.1 Descripción del problema	5
1.2 Enunciado del problema	6
1.2.1 Problema general	6
1.2.2 Problemas específicos	6
1.3 Justificación de la investigación	6
1.3.1 Justificación	6
1.3.2 Importancia de la investigación	8
1.4 Ubicación y contextualización	9
1.4.1 Ubicación	9
1.4.2 Contextualización	9
1.4.3 Mineralización	10
1.4.4 Tonelaje de producción	11
CAPÍTULO II	12
OBJETIVOS E HIPÓTESIS	12
2.1 Objetivos de la investigación	12
2.1.1 Objetivo general	12
2.1.2 Objetivos específicos	12
2.2 Hipótesis de la investigación	12
2.2.1 Hipótesis general	12
2.2.2 Hipótesis específicas	12
2.3 Operacionalización de variables	14
CAPÍTULO III	15
MARCO TEÓRICO REFERENCIAL	15
3.1 Antecedentes de la investigación	15
3.1.1 Antecedentes nacionales	15
3.2 Marco teórico	18
3.2.1 Indicadores independientes	18
3.2.1.1 Burden y espaciamento	18
3.2.1.2 La sección de la labor	19
3.2.1.3 Número de taladros	20
3.2.1.4 Longitud del taladro	20
3.2.1.5 Malla de perforación en minería subterránea	20
3.2.1.6 Cuele o arranque	21



3.2.1.7	Parámetros de diseño de malla	21
3.2.1.8	Factores que influyen en el diseño de malla	22
3.2.2	Indicadores dependientes	22
3.2.2.1	Mecánica de rocas	22
3.2.2.2	Macizo rocoso	23
3.2.2.3	Clasificación geomecánica del macizo rocoso	23
3.2.2.4	Índice de designación de la calidad de la roca	24
3.2.2.5	Parámetros de RMR	24
3.2.2.6	Principio de perforación	25
3.2.2.7	Tipos de perforación	26
3.2.2.8	Voladura	27
3.2.2.9	Explosivos	30
3.2.2.10	Costos unitarios	31
3.2.2.11	Costos operativos	33
3.2.2.12	Construcción de la Rampa negativa	33
3.2.2.13	Agentes voladura	35
3.3	Definición de términos	35
CAPÍTULO IV		39
METODOLOGÍA		39
4.1	Tipo y nivel de investigación	39
4.1.1	Tipo de investigación	39
4.1.2	Nivel de la investigación	39
4.2	Población y muestra	39
4.2.1	Población	39
4.2.2	Muestra	40
4.3	Procedimiento	40
4.4	Material de investigación	40
4.5	Plan de tratamiento de datos	41
CAPÍTULO V		43
RESULTADOS Y DISCUSIÓN		43
5.1	Análisis de resultados	43
5.1.1	Clasificación geomecánica	43
5.1.2	Diseño de malla de perforación	60
5.1.3	Agentes de voladura	84
5.1.3.1	Diseño de carga de arranque o primer cuadrante	85
5.1.3.1	Diseño de carga segundo cuadrante	86
5.1.3.2	Diseño de carga tercer cuadrante	87
5.1.3.3	Diseño de carga cuarto cuadrante	88
5.1.3.4	Diseño de carga quinto cuadrante	90
5.1.3.5	Diseño de carga de sexto cuadrante	91
5.1.3.6	Diseño de carga ayuda de arrastre	92
5.1.3.7	Diseño de carga ayuda de corona	93
5.1.3.8	Diseño de carga corona	94
5.1.3.9	Diseño de carga hastial	96

5.1.3.10	Diseño de carga arrastre	97
5.1.3.11	Resumen distribución de carga	98
5.1.4	Costos operativos de la construcción	100
5.2	Discusión	102
CAPÍTULO VI		105
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		105
6.1	Conclusiones	105
6.2	Recomendaciones	107
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS		109
ANEXOS		113

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1 — Operacionalización de variables	14
Tabla 2 — Variables controlables en la voladura	28
Tabla 3 — Resultados del disparo	29
Tabla 4 — Ejemplo de costos unitarios en minería subterránea	31
Tabla 5 — Índice de designación de la calidad de la roca (R.Q.D)	43
Tabla 6 — Valoración de la masa rocosa (RMR Bieniawski)	44
Tabla 7 — Condición de las discontinuidades	47
Tabla 8 — Condición de aguas subterráneas	48
Tabla 9 — Condición de aguas subterráneas	50
Tabla 10 — Resumen de valuación de parámetros	52
Tabla 11 — Valoración general	52
Tabla 12 — Clasificación de rocas según el total de valuación	52
Tabla 13 — Número de discontinuidades	54
Tabla 14 — Factor de rugosidad de las discontinuidades	55
Tabla 15 — Factor de rugosidad de las discontinuidades	55
Tabla 16 — Factor de reducción por contenido de agua en fracturas	56
Tabla 17 — Factor de reducción por tensiones	57
Tabla 18 — Clasificación de Q de Barton	59
Tabla 19 — Contante de distancia	61
Tabla 20 — Coeficiente o factor de roca	61
Tabla 21 — Características de emulsión	67
Tabla 22 — Resumen de diseño de malla	83
Tabla 23 — Distribución de carga explosiva	85
Tabla 24 — Distribución de carga por taladro	99
Tabla 25 — Costo de la mano de obra	100
Tabla 26 — Costos de los aceros de perforación	100
Tabla 27 — Costos de las herramientas utilizadas	101
Tabla 28 — Costos de los implementos de seguridad	101
Tabla 29 — Matriz de consistencia	114

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1 — Abaco de dispersión media de la resistencia	46
Figura 2 — Área de la sección	61
Figura 3 — Diseño de malla de perforación	84
Figura 4 — Diseño de carga arranque	85
Figura 5 — Diseño de carga segundo cuadrante	86
Figura 6 — Diseño de carga tercer cuadrante	88
Figura 7 — Diseño de carga cuarto cuadrante	89
Figura 8 — Diseño de carga quinto cuadrante	90
Figura 9 — Diseño de carga de sexto cuadrante	91
Figura 10 — Diseño de carga ayuda de arrastre	92
Figura 11 — Diseño de carga ayuda de corona	94
Figura 12 — Diseño de carga corona	95
Figura 13 — Diseño de carga hastial	96
Figura 14 — Diseño de carga arrastre	97
Figura 15 — Resumen distribución de carga	99
Figura 16 — Unidad Minera Ticlio	117
Figura 17 — Diseño de malla Rampa negativa 275	117
Figura 18 — Equipo perforador jumbo	118
Figura 19 — Inspección de frente	118
Figura 20 — Nv 15 RP 270	119
Figura 21 — Plano de ubicación	120

INTRODUCCIÓN

La industria minera desarrolla un rol importante en el desarrollo económico del Perú, siendo uno de los principales sectores productivos del país y de nuestra región. Dentro de las operaciones mineras, las actividades de perforación y voladura son esenciales para la explotación de recursos minerales, ya que garantizan una extracción eficiente y segura del material. La correcta aplicación de estas técnicas no solo afecta la productividad de la mina, sino también el control de costos y la minimización de impactos ambientales y estructurales en las infraestructuras cercanas.

En este contexto, la Unidad Minera Ticlio, operada por la empresa Volcan Compañía Minera S.A.A., enfrentó el desafío de optimizar el avance de la Rampa Negativa 275. Esta rampa constituyó una infraestructura subterránea clave para la extracción de mineral en profundidad, y su diseño debió cumplir con altos estándares técnicos para garantizar la seguridad, eficiencia y sostenibilidad de las operaciones mineras.

El presente trabajo de investigación tuvo como objetivo desarrollar un diseño de malla de perforación y voladura que permitió la construcción de la Rampa Negativa 275, considerando factores como la geología local, la estabilidad del terreno, la fragmentación deseada y los costos operacionales. A través de un enfoque técnico y metodológico, se propuso una solución que no solo maximizó el rendimiento operativo, sino que también minimizó los riesgos asociados a las operaciones subterráneas.

Este estudio contribuyó al conocimiento técnico de las operaciones mineras subterráneas en el Perú, ofreciendo un modelo que puede ser replicado en otros proyectos con características similares. Además, la aplicación del diseño de malla de perforación y voladura permitió a la Unidad Minera Ticlio mejorar sus niveles de eficiencia y seguridad en las operaciones, fortaleciendo su competitividad dentro de la industria minera.

La presente tesis consta de seis capítulos, organizado de la siguiente manera:

Capítulo I: Planteamiento del problema.



En este capítulo se desarrollaron la descripción del problema, el enunciado del problema, así como la justificación e importancia de la investigación.

Capítulo II: Objetivos e hipótesis de la investigación.

En este capítulo se formularon los objetivos generales y específicos, así como la hipótesis de la investigación y la operacionalización de las variables.

Capítulo III: Marco teórico.

En este capítulo se abordaron los antecedentes de la investigación tanto internacionales como nacionales, además del marco referencial y las bases conceptuales de las variables independientes y dependientes.

Capítulo IV: Diseño metodológico.

En este capítulo se definieron el tipo y diseño de la investigación, la población, la muestra y el procedimiento seguido durante el desarrollo del estudio.

Capítulo V: Resultados y discusión.

En este capítulo se desarrolló el trabajo en gabinete, procesando la información obtenida para presentar los resultados y realizar la discusión correspondiente.

Capítulo VI: Conclusiones y recomendaciones.

En este capítulo se presentaron las conclusiones finales del estudio y se formularon las recomendaciones del trabajo de tesis.



RESUMEN

El estudio parte del diagnóstico de un problema práctico: la ineficiencia del proceso de voladura, la cual puede causar sobreexcavación, mala fragmentación, riesgos geotécnicos y sobre costos. Se abordó mediante una investigación aplicada con enfoque descriptivo, centrada en la caracterización geomecánica del macizo rocoso, el diseño técnico de la malla, la selección de agentes de voladura y la estimación de costos operativos, esta investigación se desarrolló con el objetivo de diseñar una malla de perforación y voladura adecuada para construcción de la Rampa Negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, perteneciente a la empresa Volcan Compañía Minera. Esta infraestructura es estratégica para acceder a zonas profundas de mineralización, lo que exige un diseño eficiente, seguro y económicamente viable, así mismo la clasificación geomecánica arrojó un valor Q de 8.2 (Barton), correspondiente a una roca de calidad regular, lo que permitió definir un sistema de sostenimiento adecuado, basado principalmente en concreto lanzado. El diseño técnico de la malla incluyó 58 taladros distribuidos estratégicamente, con burdenses de 0.21 a 0.95 m y espaciamientos de 0.36 a 2.64 m, optimizando la fragmentación y eficiencia energética. En cuanto a los explosivos, se utilizó una combinación de emulsiones encartuchadas EMULNOR (3000, 5000, 1000 y 500), aplicadas según las exigencias energéticas de cada zona de voladura, también se estimó un costo operativo total de **55.83 US\$/m**, con predominancia del costo de mano de obra, seguido por seguridad, herramientas y aceros de perforación. Este costo se considera dentro de los rangos aceptables para operaciones similares en minería subterránea, así también, se formularon recomendaciones orientadas a mejorar el proceso continuo de diseño, integrar ensayos de laboratorio geomecánico, evaluar otros tipos de explosivos, y ampliar el análisis económico con factores como mantenimiento y transporte, promoviendo así una gestión técnica y económica más integral de la excavación subterránea.

Palabras clave: *Diseño de malla de perforación, voladura.*



ABSTRACT

This study begins with the diagnosis of a practical problem: the inefficiency of the blasting process, which can cause over-excavation, poor fragmentation, geotechnical risks, and cost overruns. It was addressed through applied research with a descriptive approach, focused on the geomechanical characterization of the rock mass, the technical design of the blasting pattern, the selection of blasting agents, and the estimation of operating costs. This research was developed with the objective of designing a suitable drilling and blasting pattern for the construction of Negative Ramp 275 Level 15 at the Ticlio Mining Unit, belonging to Volcan Compañía Minera. This infrastructure is strategic for accessing deep mineralized zones, which requires an efficient, safe, and economically viable design. Furthermore, the geomechanical classification yielded a Q value of 8.2 (Barton), corresponding to a rock of average quality, which allowed for the definition of an appropriate support system, based primarily on shotcrete.

The technical design of the blast pattern included 58 strategically distributed drill holes, with burdens ranging from 0.21 to 0.95 m and spacings from 0.36 to 2.64 m, optimizing fragmentation and energy efficiency. For the explosives, a combination of EMULNOR cartridge emulsions (3000, 5000, 1000, and 500) was used, applied according to the energy requirements of each blasting zone. A total operating cost of US\$55.83/m was estimated, with labor costs predominating, followed by safety, tools, and drill steel. This cost is considered within acceptable ranges for similar underground mining operations. Recommendations were also formulated to improve the continuous design process, integrate geomechanical laboratory tests, evaluate other types of explosives, and expand the economic analysis to include factors such as maintenance and transportation, thus promoting a more comprehensive technical and economic management of the underground excavation.

Keywords: *Drilling, blasting pattern design.*



CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción del problema

La construcción de infraestructuras subterráneas en la actividad minera, como rampas, galerías y túneles, implica la interacción directa con condiciones geológicas complejas, y pueden afectar la estabilidad de las labores y la seguridad de los trabajos. En la unidad minera Ticlio, a la construcción de la Rampa Negativa 275 Nivel 15 es importante para alcanzar zonas de mineralización profunda, lo que demanda un diseño de perforación y voladura altamente eficiente. Actualmente, uno de los principales desafíos que enfrenta la construcción de esta rampa es la optimización del proceso de voladura. El uso inadecuado de explosivos o un mal diseño de la malla de perforación puede generar problemas como sobreexcavación, fragmentación ineficiente del material, inestabilidad del terreno, vibraciones excesivas, y mayores costos operacionales y tiempos de construcción. Estos factores no solo impactan negativamente en la seguridad de los trabajadores, sino que también retrasan el avance de la obra y aumentan los costos de producción.

Además, las condiciones geológicas en la zona de construcción presentan variabilidad en la dureza y fracturación de la roca, añadiendo complejidad al diseño de las voladuras. Un diseño subóptimo podría llevar a una fragmentación inadecuada del material, generando la necesidad de realizar más ciclos de perforación y voladura, lo cual eleva los costos y reduce la productividad.

Por tanto, surgió la necesidad de desarrollar un diseño de perforación y voladura que permita optimizar la construcción de la Rampa Negativa 275, logrando un equilibrio entre la eficiencia operativa, la seguridad y los costos. Este diseño debe considerar las características geomecánicas del terreno, el tipo y cantidad de explosivos adecuados, la fragmentación deseada, y las limitaciones impuestas por las condiciones subterráneas.

1.2 Enunciado del problema

1.2.1 Problema general

¿Cómo se determinará el diseño de la malla de perforación y voladura para construcción de la Rampa Negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024?

1.2.2 Problemas específicos

- ¿De qué manera se realizará la clasificación geomecánica para construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024?
- ¿Por medio de qué procedimiento se determinarán las dimensiones de diseño de malla de perforación para construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024?
- ¿Mediante qué criterio se definirá los agentes de voladura para construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024?
- ¿En qué medida se estimarán los costos operativos para construcción de la Rampa Negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024?

1.3 Justificación de la investigación

1.3.1 Justificación

La investigación titulada "Diseño de Malla de Perforación y Voladura para la Construcción de la Rampa Negativa 275, Nivel 15, en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024" se justifica por varias razones fundamentales que abarcan aspectos sociales, económicos, metodológicos y personales, siendo el principal objetivo obtener el título profesional de Ingeniero de Minas.

a) Justificación social

El desarrollo de una malla de perforación y voladura optimizada contribuye a mejorar las condiciones de seguridad en las operaciones mineras. En una mina subterránea como la Unidad Minera Ticlio, las prácticas de perforación y voladura pueden generar riesgos importantes para el personal, como



desprendimientos de roca y vibraciones. Este proyecto busca reducir estos riesgos mediante un diseño más preciso y seguro, promoviendo un ambiente de trabajo más estable y disminuyendo la tasa de accidentabilidad. La investigación tiene, por lo tanto, un impacto positivo en la protección de los trabajadores, su bienestar y el desarrollo de una cultura de seguridad en la minería.

b) Justificación económica

Permite la optimización de la malla de perforación y voladura permite reducir los costos operativos al disminuir el consumo de materiales como explosivos, aceros de perforación y brocas, así como al reducir el tiempo necesario para cada ciclo de avance. Un diseño eficiente también minimiza el desgaste del equipo y reduce los costos de mantenimiento y reparaciones. Estos ahorros son significativos en el largo plazo y contribuyen a una operación minera más rentable y sostenible. Al implementar una metodología de diseño que maximice el rendimiento y reduzca el gasto, la empresa obtiene beneficios económicos que fortalecen su competitividad en el mercado.

c) Justificación metodológica

Este proyecto contribuye al desarrollo de nuevas metodologías y técnicas en el diseño de mallas de perforación y voladura en minas subterráneas. El estudio aporta un enfoque riguroso y basado en datos, considerando las características geomecánicas específicas de la zona de trabajo. El desarrollo de una malla de perforación optimizada representa un avance metodológico, ya que permite aplicar un diseño adaptado a las condiciones particulares del macizo rocoso en el Nivel 15 de la Unidad Minera Ticlio. Esta investigación aporta así conocimiento técnico que puede servir como referencia para otros proyectos en condiciones geológicas similares.

d) Justificación académica y profesional

La realización de este proyecto permitirá al investigador cumplir con uno de los requisitos finales para obtener el título de Ingeniero de Minas. El proyecto proporciona la oportunidad de aplicar conocimientos teóricos adquiridos durante la formación académica a un entorno real y complejo, integrando competencias en geomecánica, perforación, voladura y análisis económico. La



obtención del título profesional es un paso fundamental para el investigador, ya que le permitirá desarrollarse plenamente en el campo de la ingeniería de minas, contribuir a la industria minera con soluciones prácticas y seguras, y seguir creciendo como profesional.

1.3.2 Importancia de la investigación

La investigación sobre el diseño de perforación y voladura para la construcción de la Rampa Negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio reviste gran importancia en varios aspectos clave dentro de las operaciones mineras subterráneas.

En primer lugar, la optimización de los procesos de perforación y voladura tiene un impacto directo en la eficiencia operativa de la mina. Un diseño adecuado permite mejorar la fragmentación de la roca, lo que facilita su manejo, reduce el consumo de explosivos y disminuye los costos asociados al procesamiento y transporte del material.

En segundo lugar, la seguridad es un aspecto primordial en cualquier operación minera. Esto no solo protege la integridad física de los trabajadores, sino que también contribuye al cumplimiento de las normativas de seguridad vigentes en el sector minero, lo que es de suma importancia para evitar sanciones y mejorar la reputación de la empresa.

Además, la implementación de un diseño optimizado en este proyecto específico tiene el potencial de servir como referencia para otras operaciones mineras con características geológicas similares. Esto posiciona a la Unidad Minera Ticlio y a la empresa Volcán como líderes en la aplicación de tecnologías innovadoras y en la optimización de procesos mineros subterráneos.

Desde una perspectiva ambiental, un diseño de voladura eficiente puede minimizar los impactos negativos sobre el entorno, reduciendo las vibraciones, el polvo y el ruido, contribuyendo a un enfoque más sostenible en la actividad minera.

1.4 Ubicación y contextualización

1.4.1 Ubicación

La Unidad Minera Ticlio, operada por Compañía Minera Volcan S.A.A., se encuentra estratégicamente situada en la sierra central del Perú, muy cerca de la Carretera Central (Ruta Nacional PE-22), en la zona del Abra de Anticona o Paso Ticlio, uno de los puntos más altos de esta carretera que conecta la costa con la sierra.

Políticamente, la Unidad Minera Ticlio está distribuida entre dos regiones y dos provincias:

- **Región Lima:** en el Distrito de Chicla, Provincia de Huarochirí.
- **Región Junín:** en el Distrito de Morococha, Provincia de Yauli.

Esta ubicación se encuentra en las altas cumbres de los Andes peruanos, a altitudes que oscila entre los 4 500 m y 5 000 m sobre el nivel del mar, con una coordenada UTM (WGS 84) en la zona 18S, las coordenadas son aproximadamente:

- **Este:** 370 300 m E.
- **Norte:** 8 716 500 m N.

1.4.2 Contextualización

La construcción de labores subterráneas, como rampas negativas, constituye una actividad fundamental dentro de las operaciones mineras, ya que permite el acceso seguro y eficiente a los distintos niveles de explotación. En este contexto, el diseño adecuado de la malla de perforación y voladura representa un aspecto técnico crítico, debido a que influye directamente en la estabilidad del macizo rocoso, la calidad del avance, los costos operativos y la seguridad del personal involucrado.

La Unidad Minera Ticlio, operada por la Compañía Minera Volcan, se caracteriza por desarrollarse en un entorno geológico y geomecánico complejo, donde las condiciones del macizo rocoso presentan variabilidad estructural y resistencia intermedia. En particular, la ejecución de la Rampa Negativa 275, Nivel 15, demanda un diseño de perforación y voladura técnicamente sustentado, que considere la clasificación geomecánica del macizo, la adecuada distribución de

taladros y la selección óptima de los agentes de voladura, con el fin de garantizar avances controlados y minimizar riesgos geotécnicos.

Ante esta necesidad, la presente investigación se enfocó en el diseño de una malla de perforación y voladura adaptada a las condiciones reales del macizo rocoso, considerando parámetros geomecánicos determinados mediante los sistemas de clasificación Q de Barton y RMR, los cuales evidencian una roca de calidad regular. Esta condición resulta determinante para definir las dimensiones del burden y espaciamiento, así como la cantidad y tipo de explosivos a emplear en cada zona del frente de avance.

Asimismo, el estudio incorporó el análisis técnico de los agentes de voladura, empleando emulsiones encartuchadas con cargas diferenciadas según la función de cada taladro, lo que permite optimizar la energía explosiva, mejorar la fragmentación y reducir efectos indeseados como la sobreexcavación y la sobreperforación. De manera complementaria, se realizó una estimación de los costos operativos, con el propósito de evaluar la viabilidad económica del diseño propuesto y asegurar una ejecución eficiente y sostenible de la obra.

En este marco, la investigación busca aportar una propuesta técnica integral y aplicable para la construcción de la Rampa Negativa 275, Nivel 15, en la Unidad Minera Ticlio, contribuyendo a mejorar la eficiencia operativa, la seguridad en el avance subterráneo y el uso racional de los recursos, en concordancia con las exigencias técnicas y económicas de la minería subterránea moderna.

1.4.3 Mineralización

La mineralización presente en Ticlio corresponde a un sistema polimetálico cordillerano, caracterizado por vetas formadas por relleno de espacios abiertos, las cuales alcanzan longitudes de hasta 2.5 km. Estas estructuras se encuentran emplazadas tanto en rocas encajonantes sedimentarias e intrusivas, como en cuerpos de reemplazamiento desarrollados en rocas carbonatadas de la Formación Jumasha. El yacimiento presenta un desarrollo destacado en cuanto a continuidad lateral, espesor, profundidad y ley metálica, con una asociación mineralógica compuesta por plata, plomo, zinc, cobre, tungsteno y oro (Ag-Pb-Zn-Cu-W-Au). La estructura más representativa es la veta Ramal Techo, de orientación NE-



SW, desde la cual se originan estructuras tensionales y ramales secundarios que influyen en la distribución de la mineralización.

1.4.4 Tonelaje de producción

Las memorias anuales o reportes trimestrales públicos de Volcan no desglosan regularmente producción mensual o por mina individual (como Ticlio) visible para análisis externo; los datos suelen consolidarse por unidad operativa (Ej. Yauli) o por total de la compañía. Excepcionalmente, en trabajos académicos se muestran producciones mensuales históricas específicas de Ticlio, por ejemplo: Producción mensual de mineral de Ticlio en un periodo específico: Enero a Mayo alrededor de 144 455,30 t total (promedio ~28 891 t/mes).



CAPÍTULO II

OBJETIVOS E HIPÓTESIS

2.1 Objetivos de la investigación

2.1.1 Objetivo general

Diseñar la malla de perforación y voladura para construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024.

2.1.2 Objetivos específicos

- Identificar la clasificación geomecánica para construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024
- Determinar las dimensiones de diseño de malla de perforación para construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024
- Definir los tipos de agentes de voladura para construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024
- Estimar los costos operativos para construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024

2.2 Hipótesis de la investigación

2.2.1 Hipótesis general

El diseño de la malla de perforación y voladura permitirá construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024.

2.2.2 Hipótesis específicas

- La identificación de la clasificación geomecánica permitirá construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024.



- La determinación de las dimensiones de diseño de la malla de perforación permitirá construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024.
- El definir los agentes de voladura adecuados permitirá lograr una fragmentación controlada del material rocoso, para construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024.
- La determinación de los costos operativos permitirá estimar el presupuesto total del proyecto para construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024.



2.3 Operacionalización de variables

Tabla 1 — Operacionalización de variables

Tipo de variable	Nombre de la variable	Dimensiones	Indicadores	Índices
Variable independiente	Diseño de malla de perforación y voladura	Burden y espaciamiento	Distancia a la cara libre y entre taladros	m cm
		La seccion de la labor	Dimenciones de ancho y altura	m
		Número de taladros	Cantidad de taladros por frente	Und.
		Longitud del taladro	Profundidad del taladro	m, pies
Variable dependiente	Construcción de la rampa negativa	Clasificación geomecanica	Índice de calidad de roca	RMR RQD
		Dimenciones de diseño de malla de perforación	- Sección de labor - Burden y espaciamiento	m ²
		Agentes voladura	Total de carga explosiva a utilizar	m/disp, m/Gdia
		Costos operativos	- Costos unitarios - Costo de construcción de rampa.	\$/m \$/tn

CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO REFERENCIAL

3.1 Antecedentes de la investigación

3.1.1 Antecedentes nacionales

De acuerdo con Inga (2023), en su tesis de grado titulada “Estudio geomecánica para diseño de mallas de perforación y voladura en labores subterráneas horizontales en Minera Aurífera Retamas S.A.”, se evaluó la influencia del estudio geomecánica en el diseño de las mallas de perforación y voladura aplicadas en labores subterráneas horizontales de la unidad minera Marsa, empleando el método científico mediante una investigación sistemática, ordenada y técnicamente fundamentada; el estudio se clasificó como una investigación de tipo aplicada, debido a que incluyó pruebas prácticas de diseño orientadas a la solución de un problema operativo real, y presentó un nivel descriptivo en la etapa de caracterización geomecánica del macizo rocoso y un nivel explicativo en el análisis de la interacción entre los explosivos y la masa rocosa, lo que permitió comprender cómo las condiciones geomecánicas influyen en el comportamiento de la voladura; como resultado del mapeo geomecánico realizado en la rampa Paralela II, se determinó que, según la clasificación de Bieniawski, el macizo rocoso presentó un índice RMR de 36, correspondiente a un macizo tipo IV-A considerado de mala calidad, mientras que de acuerdo con el sistema GSI fue clasificado como Intensamente Fracturado/Regular (IF/R), información que resultó fundamental para sustentar técnicamente el diseño adecuado de las mallas de perforación y voladura en labores subterráneas horizontales, permitiendo ajustar los parámetros de perforación y voladura a las condiciones reales del macizo rocoso y contribuyendo a mejorar la eficiencia y seguridad de la operación.

Morales (2020), en su tesis titulado “Diseño de malla de perforación y voladura para optimizar el avance en la Rampa negativa 940 de Sociedad Minera Austria Duvaz S.A.C.”, evaluó la influencia de la aplicación de una nueva malla de perforación y voladura en la optimización del avance de la Rampa negativa 940,



empleando el método científico mediante procedimientos claros y precisos, apoyados en técnicas de observación y experimentación planificada que permitieron integrar y analizar los resultados obtenidos en campo; la investigación se desarrolló bajo un nivel descriptivo-correlacional, ya que se describió el proceso de implementación de un nuevo diseño de malla orientado a mejorar el avance y, a su vez, se analizó la relación directa de este diseño con la operación minera de perforación y voladura, adoptando un diseño de investigación de tipo experimental al manipularse las variables independientes para alcanzar los objetivos planteados, concluyéndose que la aplicación del nuevo diseño de malla generó resultados favorables al lograr un avance por disparo de 2.74 metros y una eficiencia del 97.5 % en una sección de 3.0 m × 3.0 m, resultados que fueron posibles gracias a la implementación de un programa de capacitaciones dirigido al personal operativo, orientado a la revisión de antecedentes de voladuras previas, la sensibilización del personal y el aseguramiento de su compromiso en la correcta aplicación del nuevo diseño de la malla de perforación y voladura.

Sacramento (2024), en su trabajo de tesis titulado “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”, planteó como objetivo general determinar cómo una nueva alternativa de diseño de malla de perforación y voladura influye en la mejora de la eficiencia del avance lineal de la Rampa negativa 922, ubicada en la zona Este de dicha unidad minera; la investigación se desarrolló bajo un enfoque cuantitativo, sustentado en el análisis de datos numéricos que permitieron efectuar cálculos probabilísticos para la contrastación de la hipótesis planteada, clasificándose además como una investigación de tipo aplicada, debido al uso de conocimientos teórico-prácticos del diseño de mallas de perforación y voladura con fines operativos específicos, y con un nivel descriptivo, orientado a explicar las relaciones de causa-efecto entre las variables estudiadas a partir de la información recolectada en campo, concluyéndose que la aplicación de la nueva alternativa de diseño de malla permitió incrementar la eficiencia del avance lineal hasta un promedio del 96 %, en comparación con el 91 % obtenido con la malla anterior, lo que representa una mejora del 5 % en la eficiencia del avance lineal de la rampa.



Ibañez (2020), en su tesis titulada “Diseño de malla de perforación y voladura en frentes de avance en la unidad minera Uchuchacua de la CIA”. Minera Buenaventura, tuvo como objetivo determinar la cantidad óptima de taladros y el tipo y volumen adecuado de explosivos necesarios para incrementar la eficiencia del proceso de voladura en los frentes de avance; la investigación fue clasificada como de tipo aplicada, según la clasificación propuesta por Ander-Egg y Bunge, ya que estuvo orientada a la aplicación práctica de relaciones de causa y efecto, y la causa estuvo representada por el diseño de la malla de perforación y voladura y el efecto por la obtención de una voladura eficiente que contribuya a la reducción de los costos de operación minera, adoptando además un nivel de investigación descriptivo y explicativo, según Bravo (2002), las investigaciones explicativas buscan identificar y precisar las propiedades más relevantes de los fenómenos sometidos a experimentación en campo; como resultado del estudio, se concluyó que para los taladros de arranque se empleó el explosivo Emulnor 5000, para los taladros de producción el Emulnor 3000 y para los taladros de corona el Famecorte, logrando con ello una adecuada distribución de la energía explosiva y una mejora significativa en la eficiencia del proceso de voladura.

Huaman et al. (2022), en su tesis titulado “Diseño de malla de perforación y voladura para la optimización de costos en la zona cuerpos en Alpayana S.A., Casapalca-Lima-2021”, tuvo como objetivo determinar la influencia del diseño de la malla de perforación y voladura en la optimización de los costos operativos asociados a la explotación del mineral en dicha zona; la investigación se desarrolló como un estudio de tipo aplicada, sustentado en la utilización del conocimiento científico para dar solución a problemas económicos reales del proceso minero, combinando la experiencia obtenida en campo con el análisis documental de realidades teóricas y empíricas, tal como lo señala Niño (2011), y adoptando un nivel de investigación descriptivo y correlacional, al describir los acontecimientos bajo condiciones determinadas y analizar la relación e influencia entre las variables estudiadas, concluyéndose que los parámetros de burden, espaciamiento, diámetro de taladro, número de taladros, metros perforados y toneladas rotas por metro perforado de las mallas de 1.50 m × 1.50 m y 1.80 m × 2.00 m, evaluadas en las secciones 65, 66, 67 y 68 del tajo GL395NE, influyen directamente en la optimización de los costos de perforación y voladura, evidenciándose que la ampliación de la malla permitió reducir el número de taladros de 23 a 16,



disminuyendo los metros perforados y generando un ahorro significativo en los costos operativos.

Méndez (2020), en su tesis que titula “Mejoramiento de la perforación y voladura en la construcción de la Rampa 2705 de la unidad minera Parcoy Consorcio Minero Horizonte S.A”, tuvo como objetivo realizar un análisis concreto y específico de la mejora del proceso de perforación y voladura en la Rampa 2705 (-), con la finalidad de lograr una distribución óptima de la energía explosiva en el macizo rocoso en función de sus características geomecánicas; la investigación se desarrolló bajo un enfoque de tipo aplicada y un nivel descriptivo, orientados a la evaluación práctica del proceso operativo, concluyéndose que la implementación de un nuevo diseño de perforación y voladura basado en el método de Roger Holmberg permitió reducir significativamente los incidentes asociados a voladuras deficientes, disminuyendo los reportes mensuales de un promedio de 9 a 2, lo que evidencia una mejora sustancial en la calidad de las voladuras y en la seguridad operativa de la unidad minera.

3.2 Marco teórico

3.2.1 Indicadores independientes

3.2.1.1 Burden y espaciamiento

Burden y espaciamiento constituyen parámetros esenciales que determinan la eficiencia y seguridad del proceso de fragmentación. Ambos factores influyen directamente en la distribución de la energía explosiva, en la calidad de la fragmentación obtenida y en el control de los efectos indeseados durante la voladura. A continuación, se presentan sus definiciones:

- **Espaciamiento**

El espaciamiento se entiende como la separación existente entre los taladros perforados en el macizo rocoso, los cuales están diseñados para alojar la carga explosiva. Este parámetro constituye un elemento clave dentro del diseño de la malla de perforación, debido a que su correcta definición permite obtener una fragmentación adecuada y controlada de la roca. Un espaciamiento correctamente dimensionado asegura una distribución uniforme de la energía

liberada por los explosivos, lo que incrementa la eficiencia del proceso de voladura, reduce la generación de sobrerrotura o roca sobredimensionada y facilita las operaciones posteriores de carguío y transporte del material fragmentado (Chipana, 2015).

- **Burden**

El burden se define como la distancia mínima existente entre un taladro perforado y la cara libre del macizo rocoso, constituyendo uno de los parámetros más importantes en el diseño de la voladura. Este valor influye directamente en la eficiencia de la fragmentación del material rocoso, su determinación debe realizarse de manera cuidadosa. El burden se establece en función de diversos factores, entre ellos las características geomecánicas de la roca, el tipo y potencia del explosivo utilizado, así como el diámetro del taladro. Una correcta configuración del burden permite una adecuada liberación y distribución de la energía explosiva, optimizando la fragmentación de la roca y minimizando problemas operativos como la sobrerrotura, la proyección excesiva de material o una fragmentación deficiente (Lara, 2013).

3.2.1.2 La sección de la labor

De acuerdo con Polo (2020), la sección de la labor se define como el área transversal de una excavación subterránea ya sea galería, rampa, crucero u otro tipo de labor minera medida perpendicularmente a su eje de avance. Esta dimensión es fundamental en el diseño de la malla de perforación y voladura, ya que permite determinar la cantidad de taladros necesarios, su distribución dentro de la labor y el volumen de roca a extraer por disparo. La sección de la labor se establece en función de las características geométricas del diseño minero (alto y ancho de la excavación) y constituye un parámetro esencial para calcular el rendimiento de la voladura y optimizar los recursos de perforación y explosivos.

3.2.1.3 Número de taladros

El número de taladros corresponde a la cantidad total de perforaciones realizadas en el frente de una labor minera con el propósito de alojar los explosivos. Este parámetro depende directamente de la sección de la labor, del burden, del espaciamiento y de la longitud de los taladros, ya que en conjunto determinan el volumen de roca a fragmentar por disparo.

3.2.1.4 Longitud del taladro

La longitud de taladro se define como la medida lineal perforada en la roca desde el collar del taladro hasta su fondo. Este parámetro determina el avance por disparo en un frente minero y está condicionado por factores como la sección de la labor, las características geomecánicas del macizo rocoso, el diámetro del taladro y el tipo de explosivo empleado.

3.2.1.5 Malla de perforación en minería subterránea

Según Mamani (2024), las voladuras en minería subterránea están más restringidas en comparación con la minería a cielo abierto debido a la menor cantidad de caras libres disponibles. Esta limitación significa que el diseño de la malla de perforación o voladura en túneles y galerías subterráneas necesita realizar cálculos diferentes a los que se utilizan en minas a cielo abierto. Para abordar el desafío que presenta la escasez de caras libres, se pueden aplicar dos enfoques.

- a) Realizar la perforación de los taladros centrales con una inclinación específica para generar una superficie libre que facilite la reflexión de la onda de compresión, empleando patrones como cueles en forma de V, cuñas o abanicos.
- b) Perforar taladros de mayor diámetro que se mantengan vacíos con el fin de ofrecer una pequeña cara libre inicial, conocido como cueles de barrenos paralelos. Asimismo, es importante que la detonación se lleve a cabo en un orden determinado para crear sucesivamente las caras libres requeridas para una voladura efectiva.



3.2.1.6 Cuele o arranque

Según (Mamani, 2024), el cuele o arranque se refiere a un conjunto de taladros ubicados muy cerca unos de otros, diseñado para generar una cara libre inicial en el área central de la voladura. Este conjunto generalmente incluye taladros cargados y uno o varios taladros de mayor diámetro que se mantienen vacíos. Las dimensiones aproximadas suelen ser de un metro por lado, formando un cuadrado. En ciertas ocasiones, estos taladros pueden tener una carga mayor en comparación con los demás.

3.2.1.7 Parámetros de diseño de malla

López (2004) afirma que el diseño de la malla de perforación y voladura es un elemento fundamental en las operaciones mineras subterráneas. Los parámetros clave a considerar en este diseño son:

- a) **Burden:** Distancia entre el taladro y la cara libre más cercana.
- b) **Espaciamiento:** Distancia entre taladros adyacentes en una misma fila.
- c) **Diámetro del taladro:** Dimensión del agujero perforado.
- d) **Longitud del taladro:** Profundidad total del agujero perforado.
- e) **Sobreperforación:** Longitud adicional del taladro más allá del piso planeado.
- f) **Taco:** Longitud del taladro llenada con material inerte.
- g) **Altura de banco:** En caso de voladuras por banqueo.

López Jimeno et al. (2017) enfatizan que estos parámetros deben estar interrelacionados para lograr una voladura eficiente y segura.



3.2.1.8 Factores que influyen en el diseño de malla

El diseño de malla está influenciado por diversos factores. Konya y Walter (2006) identifican los siguientes como importantes:

- a) **Propiedades geomecánicas de la roca:** Resistencia, dureza, fracturas, etc.
- b) **Características del explosivo:** Potencia, velocidad de detonación, densidad.
- c) **Geometría de la excavación:** Dimensiones y forma de la sección.
- d) **Equipo de perforación disponible:** Capacidades y limitaciones.
- e) **Requisitos de fragmentación:** Tamaño deseado del material volado.
- f) **Consideraciones ambientales:** Vibraciones, proyecciones, gases.
- g) **Aspectos económicos:** Costos de perforación y voladura.

3.2.2 Indicadores dependientes

3.2.2.1 Mecánica de rocas

De acuerdo con Paez (2018), la mecánica de rocas constituye una disciplina esencial dentro de la ingeniería de minas, orientada al estudio del comportamiento de las rocas y de los macizos rocosos frente a la acción de distintas fuerzas y condiciones geológicas. Esta rama del conocimiento analiza cómo responden las rocas ante diferentes estados de carga, esfuerzos, deformaciones y factores ambientales, lo cual resulta indispensable para el diseño adecuado, seguro y eficiente de excavaciones subterráneas, túneles, galerías y demás estructuras mineras. Asimismo, la mecánica de rocas proporciona los fundamentos técnicos necesarios para prever, evaluar y controlar los problemas asociados a la estabilidad, resistencia y sostenimiento de las formaciones rocosas,

contribuyendo directamente a la seguridad del personal y a la continuidad de las operaciones mineras.

3.2.2.2 Macizo rocoso

Según Duque, y otros (2018), el macizo rocoso se define como un conjunto de rocas que se encuentran en su estado natural y que se caracterizan por presentar un comportamiento heterogéneo y discontinuo. Estas discontinuidades, tales como fallas, diaclasas, juntas y planos de estratificación, influyen de manera directa en la resistencia, estabilidad y respuesta mecánica del macizo frente a la acción de diferentes tipos de esfuerzos. Asimismo, las propiedades propias de la roca intacta, ya sea de naturaleza dura o blanda, en combinación con la distribución, orientación y persistencia de dichas discontinuidades, condicionan el modo en que se produce el fallo del macizo rocoso, el cual puede manifestarse tanto a través de la masa rocosa como a lo largo de las zonas de debilidad estructural existentes.

3.2.2.3 Clasificación geomecánica del macizo rocoso

Suarez (2013), la clasificación geomecánica de los macizos rocosos se fundamenta en el análisis de diversos factores que permiten describir y predecir su comportamiento mecánico frente a las actividades mineras. Estos criterios son esenciales para la evaluación de la estabilidad y para la selección adecuada de métodos de excavación y sostenimiento. Entre los principales factores considerados se encuentran los siguientes:

- **Tipo de roca:** La naturaleza del material rocoso, ya sea competente o poco competente, así como sus propiedades físicas y mecánicas, influyen de manera directa en la resistencia y comportamiento del macizo rocoso.
- **Discontinuidades:** La presencia, el tipo, la frecuencia, la persistencia y la orientación de discontinuidades estructurales, tales como fallas, diaclasas o planos de estratificación, condicionan significativamente la respuesta mecánica del macizo.

- **Condiciones de esfuerzo:** Los estados de tensión y las cargas a las que se encuentra sometido el macizo rocoso influyen en su estabilidad, deformación y posibilidad de falla.
- **Presencia de agua:** La infiltración y circulación de agua subterránea puede modificar las propiedades mecánicas de la roca y de sus discontinuidades, reduciendo la resistencia y afectando negativamente la estabilidad del macizo.
- **Estado de fracturación:** El grado de fracturamiento, la densidad de las fracturas y su distribución espacial constituyen factores determinantes para la clasificación geomecánica y el comportamiento global del macizo rocoso.

3.2.2.4 Índice de designación de la calidad de la roca

De acuerdo con Salazar (2020), el índice de designación de la calidad de la roca, conocido como Rock Quality Designation (RQD), es un parámetro utilizado para medir el porcentaje de roca considerada de buena calidad dentro de un pozo o testigo de perforación, el cual fue concebido inicialmente como una herramienta cualitativa para la descripción del macizo rocoso y para evaluar su idoneidad en labores de tunelización; asimismo, este índice se emplea como un método estándar para la cuantificación y el registro de núcleos de perforación, siendo un componente fundamental en los sistemas de clasificación de macizos rocosos, destacándose por la simplicidad de su aplicación y por su utilidad para identificar zonas con presencia de roca de mala calidad, las cuales pueden influir de manera negativa en la estabilidad y el desempeño de las estructuras construidas.

3.2.2.5 Parámetros de RMR

De acuerdo con Salazar (2020), el parámetro Rock Mass Rating (RMR), desarrollado por Bieniawski en el año 1989, constituye un sistema de clasificación de macizos rocosos que, tal como señala Belandría, permite relacionar los índices de calidad de la roca con los parámetros de diseño y sostenimiento de túneles, teniendo como finalidad evaluar la calidad



del macizo rocoso en cada dominio estructural; este índice se determina a partir de la consideración de diversos parámetros geomecánicos, entre los que se incluyen la resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa, el grado de fracturamiento del macizo, el espaciamiento entre las discontinuidades, las condiciones propias de dichas discontinuidades considerando aspectos como la apertura de las caras, su continuidad o persistencia, la rugosidad, el grado de alteración y el tipo de relleno, la presencia e influencia del agua en el macizo rocoso, la cual puede variar desde condiciones completamente secas hasta la presencia de agua a presión moderada o fuerte, así como la orientación de las discontinuidades, siendo todos estos factores determinantes para la evaluación integral del comportamiento del macizo rocoso y la definición de criterios adecuados de diseño y sostenimiento.

3.2.2.6 Principio de perforación

La perforación constituye una etapa fundamental en la preparación de una voladura y consiste en la ejecución de orificios cilíndricos, denominados taladros, dentro del macizo rocoso. Estos taladros cumplen la función de alojar tanto los explosivos como los sistemas de iniciación requeridos para la detonación. La correcta ejecución de la perforación, en términos de alineación, diámetro, profundidad y uniformidad, tiene una influencia directa sobre la eficiencia del proceso de voladura, la calidad de la fragmentación del material rocoso y el nivel de seguridad de la operación, ya que una perforación deficiente puede generar una distribución inadecuada de la energía explosiva y ocasionar problemas operativos posteriores (Arcos, 2007).

Chipana (2015), señala que el proceso de rotura de la roca en la actividad minera comprende principalmente dos operaciones fundamentales: la perforación y la voladura, donde la perforación consiste en la generación de orificios o barrenos en la roca mediante métodos mecanizados, hidráulicos o térmicos, los cuales permiten la colocación de explosivos o facilitan la apertura de túneles, galerías o pozos con dimensiones y formas adecuadas para la extracción del mineral, mientras que la voladura tiene como finalidad aflojar y fragmentar grandes volúmenes de

material, empleando principalmente energía química, aunque también pueden utilizarse métodos alternativos como los hidráulicos; asimismo, el autor resalta que, antes de abordar el diseño y uso de explosivos en la explotación minera, resulta indispensable comprender los fundamentos de la perforación de rocas, considerando que existen diversos métodos de perforación clasificados según las características del equipo, el diámetro del barreno, el tipo de montaje y la fuente de energía, siendo que en la minería subterránea metálica predominan los sistemas de ataque mecánico, los cuales utilizan energía mecánica para interactuar con la roca mediante acciones percusivas, rotativas o combinadas, como la roto-percusión.

3.2.2.7 Tipos de perforación

a) Perforación por percusión

La perforación por percusión es un método de excavación que se basa en la aplicación de impactos repetitivos y de alta energía para generar orificios en el macizo rocoso. En este proceso se emplea un equipo conocido como martillo de percusión o martillo neumático, el cual transmite golpes continuos y de considerable intensidad sobre la roca, provocando su fracturamiento progresivo y permitiendo la conformación del taladro. Este sistema de perforación se fundamenta principalmente en la acción de golpeo, la cual suele combinarse con un movimiento rotatorio que facilita el avance del taladro y la evacuación del material triturado. La perforación por percusión resulta especialmente eficiente en rocas duras y compactas, donde otros métodos pueden presentar limitaciones operativas, por lo que es ampliamente utilizada en minería subterránea y en la construcción de túneles, destacando por su capacidad para ejecutar perforaciones precisas y de buena profundidad (Chipana, 2015).

b) Perforación por rotación

La perforación por rotación es un método que se basa en la aplicación de un movimiento rotatorio continuo para cortar y penetrar el macizo rocoso. En este procedimiento, una broca o barreno, acoplada a un equipo de perforación, gira a elevadas

velocidades mientras se ejerce una presión axial sobre la roca, lo que permite el corte y desgaste progresivo del material y la formación del taladro. Este método resulta eficiente para la perforación de rocas con distintos grados de dureza y es ampliamente utilizado en actividades mineras, en la construcción de túneles y en trabajos de perforación destinados a la exploración y extracción de recursos como agua o petróleo. Asimismo, la perforación por rotación puede ejecutarse de forma independiente mediante equipos mecánicos o combinarse con otros sistemas, como la percusión, con la finalidad de incrementar la eficiencia y el rendimiento en rocas especialmente duras o de difícil perforación (Chipana, 2015).

c) Perforación por rotopercusión

La perforación por rotopercusión es una técnica que integra los métodos de perforación por rotación y percusión para optimizar el proceso en rocas duras o difíciles de perforar. En este método, se utiliza una broca que gira a alta velocidad (rotación), mientras un martillo de percusión o un mecanismo de impacto aplica golpes repetitivos sobre la roca. La acción rotativa permite que la broca corte y desgaste el material, mientras que los impactos percusivos fracturan el material, facilitando así la penetración. Esta combinación de rotación y percusión mejora la eficiencia de la perforación al reducir la resistencia de la roca y acelerar el avance del taladro. La perforación por rotopercusión es común en la minería subterránea y en la perforación de pozos, ya que ofrece una alta tasa de penetración y es efectiva en una amplia gama de formaciones rocosas.

3.2.2.8 Voladura

Según Posada (2019), la voladura de rocas es una técnica utilizada para extraer material en terrenos donde los métodos mecánicos son poco rentables. Este proceso implica perforar la roca para insertar explosivos, cuya detonación fragmenta el macizo rocoso, facilitando la extracción de recursos minerales. La efectividad de la voladura depende de la precisión en la perforación; un taladro bien realizado es importante, pero su éxito



se ve comprometido si se utilizan explosivos inadecuados en cuanto a potencia o cantidad. Asimismo, una carga explosiva efectiva no compensará deficiencias en la perforación, como profundidad, paralelismo o densidad. Los explosivos comerciales empleados en este proceso incluyen mezclas de nitrato de amonio y/o nitroglicerina, clasificados en dinamitas, gelatinas y otros agentes explosivos, cada uno con características específicas que influyen en su desempeño en la voladura:

Tabla 2 — Variables controlables en la voladura

Perforación	Diámetro del taladro
	Malla de perforación
	Ratio espacio/burden
	Angularidad y/o paralelismo
	Sobre perforación
	longitud de taco
Carga y encendido	tipo de explosivo
	Propiedades
	Energía disponible
	Método de carga y cebado
	Acoplamiento taladro/explosivo
	longitud de columna explosiva
Geología	Factor de carga Kg/M3
	Tipo de roca
	Resistencia a la rotura y propiedades elásticas de la roca
	Frecuencia sísmica
	Frecuencia sísmica
	Presencia de agua
	Condiciones del terreno
	Discontinuidades: grado de fisuramiento
	Condiciones del clima
FUENTE: Serin, 2017	

La eficiencia y calidad de una voladura dependen de la adecuada interacción entre los factores de perforación, carga y encendido, así como de las condiciones geológicas del macizo rocoso, ya que aspectos como el diámetro del taladro, la geometría y el espaciamiento de la malla de perforación, la relación espaciamiento y burden, el paralelismo de los taladros, la sobreperforación y la longitud del taco influyen directamente en la correcta distribución de la energía explosiva; del mismo modo, la selección del tipo de explosivo, sus propiedades y energía disponible, el

método de carga y cebado, el acoplamiento explosivo y taladro, la longitud de la columna explosiva y el factor de carga determinan el grado de fragmentación y el desplazamiento del material, mientras que las características geológicas, como el tipo de roca, su resistencia a la rotura, las propiedades elásticas, la frecuencia sísmica, la presencia de agua, las condiciones del terreno, el grado de fisuramiento y las condiciones climáticas, condicionan el comportamiento del macizo y deben ser consideradas de manera integral para lograr una voladura eficiente, segura y controlada.

Los resultados del disparo se pueden agrupar según su rendimiento y seguridad:

Tabla 3 — Resultados del disparo

Rendimiento	Salida total o parcial del taladro
	Fragmentación
	Desplazamiento y forma del cono de escombros
	Volumen de material roto
	Esponjamiento (para el recojo y retiro de detritos)
	Rotura hacia atrás
	Sobre excavación
	Avance del frente
	Proyección frontal y lateral
	Nivel de piso (lomos)
	Proyección de fragmentos
Seguridad	Techos y cajas golpeados
	Explosivos y accesorios no detonados
	Tiros fallados
	Gases remanentes
	FUENTE: Serin, 2017

El rendimiento y la seguridad de una voladura se reflejan directamente en los resultados obtenidos en el frente de excavación, evaluándose a través de indicadores como la salida total o parcial de los taladros, el grado de fragmentación alcanzado, el desplazamiento y la geometría del cono de escombros, el volumen de material roto, el nivel de esponjamiento que facilita el carguío y retiro de detritos, así como la presencia de rotura hacia atrás, sobreexcavación, avance efectivo del frente, proyección frontal y lateral del material y la uniformidad del nivel del piso; paralelamente,

desde el punto de vista de la seguridad, es fundamental controlar la proyección de fragmentos, los daños en techos y cajas, la existencia de explosivos o accesorios no detonados, los tiros fallados y la acumulación de gases remanentes, ya que estos factores inciden directamente en la protección del personal, la estabilidad de la labor y la continuidad segura de las operaciones mineras.

3.2.2.9 Explosivos

Según Serin (2017), un explosivo se define como una sustancia capaz de experimentar una reacción química exotérmica extremadamente rápida cuando es estimulada por un agente externo, como el calor, la fricción o una onda de choque, reacción que ocurre en fracciones de segundo y libera grandes cantidades de energía en forma de calor y gases a muy alta presión. Estos gases, al expandirse y elevar su temperatura, generan trabajo mecánico que actúa directamente sobre el macizo rocoso; cuando la detonación se produce dentro de un taladro, se origina una onda de choque que se propaga a una velocidad aproximada de 400 m/s, impactando la roca y produciendo fisuras radiales desde el punto de detonación, las cuales, al encontrar una cara libre, se reflejan generando ondas de tensión.

Dado que las rocas presentan menor resistencia a la tensión que a la compresión, este fenómeno favorece la propagación de nuevas fracturas, las cuales son posteriormente penetradas por los gases a alta presión, completando el proceso de rotura de la roca. Asimismo, los explosivos están compuestos generalmente por elementos combustibles, como carbono e hidrógeno, y agentes oxidantes, principalmente oxígeno y nitrógeno, que, pese a su carácter inherentemente inestable, pueden pasar a un estado más estable al ser activados por un estímulo externo, como el impulso de un fulminante, liberando su energía de manera rápida y progresiva a través de una detonación que se propaga a lo largo del material explosivo.

3.2.2.10 Costos unitarios

a) Estructura de costos en minería

De acuerdo al trabajo de tesis de Mamani (2024) los costos en minería subterránea se clasifican en las siguientes tres categorías principales:

- **Costos de capital:** Incluyen inversiones en infraestructura, equipos y desarrollo inicial.
- **Costos operativos:** Gastos recurrentes asociados con la producción diaria.
- **Costos de cierre y rehabilitación:** Gastos relacionados con el cierre de la mina y la restauración del sitio.

Propone una estructura más detallada de los costos operativos:

- Mano de obra
- Materiales y suministros
- Energía
- Mantenimiento
- Servicios contratados
- Administración y gestión
- Transporte

b) Costos unitarios en operaciones mineras

Los costos unitarios son un indicador clave para analizar la efectividad económica de las actividades mineras. Usualmente, se presentan en términos de costo por unidad de producción, como dólares por tonelada de mineral extraído o dólares por cada metro de avance (Mamani, 2024).

Tabla 4 — Ejemplo de costos unitarios en minería subterránea

Operación	Costo unitario típico (USD)	Unidad
Perforación	15 - 25	\$/metro
Voladura	2 - 5	\$/tonelada
Carga y transporte	3 - 8	\$/tonelada

Sostenimiento	20 - 50	\$/metro
Ventilación	0.5 - 2	\$/tonelada
Bombeo	0.3 - 1	\$/tonelada
FUENTE: Darling, 2011		

Es importante señalar que estos valores son referenciales y pueden fluctuar considerablemente dependiendo de las circunstancias particulares de cada mina.

- **Factores que influyen en los costos unitarios de perforación y voladura:** López (2004) señala que estos valores son aproximados y varían según las condiciones específicas de cada operación minera:
 - **Características geológicas y geomecánicas**
 - Dureza y abrasividad de la roca
 - Presencia de fracturas y discontinuidades
 - Estabilidad del macizo rocoso
 - **Diseño de la malla de perforación**
 - Diámetro y longitud de los taladros
 - Burden y espaciamiento
 - Sobreperforación
 - **Selección de explosivos y accesorios**
 - Tipo y costo del explosivo
 - Eficiencia del explosivo
 - Sistema de iniciación utilizado
 - **Equipos de perforación**
 - Tipo y capacidad de las perforadoras
 - Eficiencia operativa
 - Costos de mantenimiento
 - **Factores operativos**
 - Habilidad y experiencia del personal

- Planificación y secuencia de las operaciones
- Tiempo de ciclo de perforación y voladura
- **Condiciones ambientales y de seguridad**
 - Requisitos de ventilación
 - Necesidades de desagüe
 - Medidas de control de vibraciones y proyecciones
- **Escala de operación**
 - Volumen de producción
 - Tamaño de la sección de la galería
- **Factores económicos externos**
 - Precios de los insumos (explosivos, acero, combustible)
 - Fluctuaciones en el tipo de cambio

Los costos unitarios de perforación y voladura requieren un enfoque global que contemple todos estos factores de manera integral. La disminución de costos en un área puede resultar en aumentos en otra, por lo tanto, es importante encontrar un equilibrio que reduzca el costo total sin comprometer la eficiencia operativa ni la seguridad.

3.2.2.11 Costos operativos

Los costos operativos en el proceso de perforación y voladura representan el conjunto de gastos directamente asociados a la ejecución de estas actividades dentro del ciclo minero. Incluyen principalmente los costos de perforación (equipos, insumos y mano de obra), consumo de explosivos, accesorios de voladura, ventilación, sostenimiento temporal y transporte del material fragmentado.

3.2.2.12 Construcción de la Rampa negativa

Según Morales (2020), en la minería subterránea las rampas constituyen labores permanentes similares a las galerías, diferenciándose

principalmente por presentar una inclinación que puede ser positiva o negativa, las cuales cumplen la función de servir como accesos principales a la mina y permitir la conexión entre los distintos niveles de trabajo ubicados a diferentes cotas; estas estructuras facilitan el tránsito eficiente de equipos y maquinarias pesadas sobre llantas, tales como equipos de perforación, transporte, relleno y sostenimiento, tanto desde la superficie hacia el interior de la mina como entre niveles, haciendo posible además la extracción del mineral mediante el uso de equipos de bajo perfil, permitiendo desarrollar las operaciones de manera rápida, segura y flexible.

Para diseñar y construir una rampa se deben considerar parámetros como la sección, gradiente, radio de curvatura, longitud total y peralte. En este estudio, la variable dependiente es la construcción de la rampa negativa, cuyas dimensiones son las siguientes:

a) Clasificación geomecánica

Morales (2020), las características geomecánicas constituyen un aspecto fundamental en la construcción de una rampa minera, ya que determinan el comportamiento del macizo rocoso frente a las labores de excavación y voladura. El análisis geomecánico permite identificar propiedades como la resistencia de la roca intacta, la presencia y orientación de discontinuidades, la calidad del macizo rocoso y las condiciones de esfuerzos in situ.

b) Dimensiones de diseño de malla de perforación

Las dimensiones del diseño de la malla de perforación constituyen los parámetros fundamentales que permiten establecer la disposición y características de los taladros en un frente minero. Estos parámetros influyen directamente en la eficiencia de la voladura, en la fragmentación del macizo rocoso y en el avance obtenido por disparo. Entre las principales dimensiones se consideran el burden, el espaciamiento, la sección de la labor, el número de taladros y la longitud de taladro.

3.2.2.13 Agentes voladura

Los agentes de voladura son sustancias químicas o mezclas formuladas que, al ser iniciadas adecuadamente, liberan una gran cantidad de energía en forma de gases y calor en tiempos muy reducidos, generando una presión capaz de fracturar y desplazar el macizo rocoso.

3.3 Definición de términos

- **Mallas de perforación**

El diseño de la malla de perforación corresponde a la disposición planificada y ordenada de los taladros que conforman una voladura. Este diseño se basa en la relación técnica existente entre el burden (distancia entre taladros paralelos), el espaciamiento (separación entre filas de taladros) y la profundidad de cada orificio, parámetros que deben ser definidos de manera adecuada según las características del macizo rocoso. La correcta definición de la malla resulta fundamental, ya que permite establecer la ubicación y distribución óptima de los explosivos dentro de la roca, con el propósito de lograr una fragmentación eficiente y controlada. Un diseño de malla correctamente ejecutado asegura un mejor aprovechamiento de la energía del explosivo, optimiza el grado de fragmentación del macizo rocoso y facilita las operaciones posteriores de carguío y extracción del material, contribuyendo así a la eficiencia y seguridad del proceso de voladura (Chipana, 2015).

- **Perforación y voladura**

La perforación y voladura constituye un método ampliamente utilizado para la extracción de roca en terrenos de alta resistencia, especialmente en aquellos casos en los que los métodos de excavación mecánica no resultan técnica ni económicamente viables, siendo aplicado tanto en actividades mineras como en obras de construcción civil que requieren el movimiento de grandes volúmenes de tierra; este procedimiento consiste en la perforación del macizo rocoso para la colocación de explosivos, y al ser detonados de manera controlada, permiten la fragmentación adecuada de la roca, facilitando así su excavación y posterior transporte, convirtiéndose en una técnica fundamental en proyectos donde la excavación convencional no es eficiente ni factible (Bernaola et al., 2013).

- **Perforación**

La perforación constituye la fase inicial y una de las más importantes del proceso de perforación y voladura. Esta etapa consiste en la ejecución de orificios en la roca, los cuales servirán como alojamiento para los explosivos y los sistemas de iniciación. La calidad de la perforación influye directamente en el resultado de la voladura, ya que una adecuada ubicación, profundidad y alineación de los taladros permite alcanzar la fragmentación esperada del macizo rocoso, facilitando la remoción y transporte del material excavado (Lozano, 2012).

- **Voladura**

La voladura es un método de fragmentación que emplea explosivos para romper materiales de alta resistencia, como rocas o estructuras de concreto. Al producirse la detonación, se libera una gran cantidad de energía en un corto intervalo de tiempo, generando ondas de choque y gases de alta presión que provocan la ruptura del material en fragmentos de menor tamaño. Este proceso permite optimizar las operaciones de excavación, carguío y transporte, siendo una actividad clave en la minería y en obras de ingeniería (López, 2004).

- **Sobre rotura**

La sobreerrotura es un problema común en las labores de avance y producción, generado principalmente por una voladura mal controlada. Este fenómeno se manifiesta como una excavación que excede el contorno de diseño, afectando la estabilidad del macizo rocoso. La sobreerrotura está estrechamente relacionada con las características geológicas del terreno, especialmente con la presencia de discontinuidades, fallas y zonas de debilidad que influyen en la propagación de la energía de la voladura (Castro, y otros, 2016).

- **Sostenimiento**

El sostenimiento en minería subterránea es una actividad esencial debido a que las excavaciones generan espacios vacíos dentro de macizos rocosos que pueden presentar condiciones de inestabilidad. Su finalidad es garantizar la estabilidad estructural de las labores y proporcionar condiciones seguras para el personal. Para ello, se busca redistribuir las tensiones inducidas por la excavación mediante la instalación oportuna de sistemas de refuerzo adecuados, considerando factores como



el tipo de roca, el grado de fracturamiento, la presencia de fallas abiertas o con relleno, y las condiciones geomecánicas del macizo (Quilca, 2004).

- **Cara libre o taladro de alivio**

El taladro de alivio cumple un rol fundamental en el proceso de fragmentación de la roca, ya que actúa como un punto de liberación para las ondas de choque generadas durante la detonación. La presencia de estos taladros facilita la reflexión y disipación de la energía, reduciendo la presión interna en la zona de voladura. Esto contribuye a mejorar la fragmentación del macizo rocoso, evita concentraciones excesivas de energía en la cara libre y permite un mayor control del resultado de la voladura, logrando excavaciones más eficientes y con menor daño al entorno (Lara, 2013).

- **Paralelismo**

El paralelismo en la perforación minera hace referencia a la correcta alineación recta y uniforme de los taladros dentro del frente de excavación. Mantener este parámetro es fundamental para asegurar una distribución homogénea de los explosivos y una aplicación eficiente de la energía liberada durante la voladura. Un adecuado paralelismo favorece una fragmentación controlada y uniforme del macizo rocoso, reduciendo problemas como voladuras irregulares, sobrerrotura y pérdidas de eficiencia en el proceso de excavación (Chipana, 2015).

- **Arranque**

Los taladros de arranque son aquellos que se perforan y cargan con prioridad dentro del diseño de una voladura. Su función principal es generar una nueva cara libre en el frente de excavación, condición indispensable para que los demás taladros logren una fragmentación eficiente. Al detonarse inicialmente, estos taladros crean un espacio vacío que permite que la energía de los explosivos restantes se disipe de manera adecuada, mejorando el rendimiento de la voladura y el control del avance (Chipana, 2015).

- **Costos**

Los costos representan un elemento clave en cualquier actividad industrial, incluida la minería y la metalurgia. Su análisis detallado es fundamental para evaluar la rentabilidad de las operaciones y respaldar la toma de decisiones estratégicas. Una adecuada gestión de costos permite identificar oportunidades de optimización,

mejorar la eficiencia de los procesos productivos y realizar una asignación eficiente de los recursos disponibles. Asimismo, el control de costos contribuye a mantener la competitividad de la empresa, planificar inversiones futuras y asegurar la sostenibilidad económica de las operaciones (Ciro, 2014).



CAPÍTULO IV

METODOLOGÍA

4.1 Tipo y nivel de investigación

4.1.1 Tipo de investigación

El tipo de investigación del presente estudio es de carácter aplicado, porque busca resolver un problema práctico específico en un entorno real, como el diseño óptimo de una malla de perforación y voladura para una infraestructura minera. En este sentido, se orienta a generar conocimiento útil y aplicable (Hernández et al., 2014):

- **Análisis técnico:** Evaluar las características geológicas, el comportamiento de los explosivos, y el diseño de la voladura para optimizar la excavación.
- **Optimización de procesos:** Mejorar la eficiencia en la construcción de la Rampa negativa 275, en términos de seguridad, costos y tiempos.
- **Pruebas y validación:** Aplicar y validar el diseño propuesto en la operación minera.

4.1.2 Nivel de la investigación

El nivel de investigación es descriptivo-aplicado, porque se enfoca en describir las características geológicas y los parámetros actuales de perforación y voladura. Posteriormente, se planteó el diseño de una malla específica para la construcción de la rampa, considerando factores como el tipo de roca, la geometría de la excavación y los explosivos utilizados. El objetivo fue proponer un diseño adecuado a las condiciones de la mina, garantizando eficiencia y seguridad en la ejecución, sin optimizar la malla previamente existente (Arias, 2012).

4.2 Población y muestra

4.2.1 Población

La población estuvo constituida por las operaciones de minado ejecutadas en los diferentes frentes de la Unidad Minera Ticlio de la Compañía Minera Volcan,



durante el año 2024, comprendiendo labores como galerías, chimeneas y cruceros desarrollados en la etapa de preparación minera.

4.2.2 Muestra

La muestra fue conformada por la Rampa negativa 275, en la cual se realizó la recolección de datos técnicos necesarios para el análisis y diseño de la malla de perforación y voladura.

4.3 Procedimiento

Los procedimientos de la investigación para el informe de tesis fueron los siguientes:

- **Recolección de datos:** Obtención de información geológica del terreno, propiedades de la roca, características de los explosivos y parámetros de perforación utilizados en la mina.
- **Análisis descriptivo:** Evaluación de los datos recolectados, descripción de las condiciones geológicas y revisión del diseño de perforación y voladura.
- **Diseño de malla:** Desarrollo de un diseño de malla de perforación y voladura específico para la construcción de la Rampa negativa 275, ajustado a las condiciones del terreno y los requisitos operativos.
- **Validación del diseño:** Comparación del diseño propuesto con prácticas previas o simulaciones teóricas para garantizar su viabilidad técnica y de seguridad.

4.4 Material de investigación

Los materiales de investigación para el trabajo de investigación fueron:

a) Documentación técnica

- Informes geológicos de la zona.
- Manuales de operación y seguridad de equipos de perforación y voladura.
- Normativas y estándares de seguridad minera.



b) Equipos y herramientas

- Software de diseño y simulación de voladuras (ej. Blast Design, AutoCAD).
- Equipos de perforación y explosivos utilizados en el proceso.

c) Datos estadísticos

- Voladuras previas diseño de malla anterior.
- Registros de rendimiento de perforación y voladura en condiciones similares.

d) Material de campo

- Muestras de roca para análisis físico-químico (si es necesario).
- Fotografías y registros visuales del terreno y de las operaciones actuales.

e) Recursos bibliográficos

- Libros y artículos académicos sobre técnicas de perforación y voladura.
- Estudios de casos similares en otras minas.

4.5 Plan de tratamiento de datos

El plan de tratamiento de datos fue el siguiente:

- **Organización de datos:** Clasificación y almacenamiento de la información recolectada (geológica, de perforación, de voladura) en bases de datos o hojas de cálculo.
- **Análisis de datos:** Evaluación de los datos utilizando herramientas estadísticas y software de simulación para identificar patrones y relaciones relevantes entre las variables.
- **Interpretación de resultados:** Extracción de conclusiones sobre la efectividad de los diseños actuales de perforación y voladura, así como la viabilidad del diseño de malla propuesto.

- **Documentación:** Registro de los hallazgos y resultados en un informe técnico, incluyendo gráficos y tablas que respalden las conclusiones.
- **Revisión y ajuste:** Evaluación de los resultados obtenidos para realizar ajustes o validaciones en el diseño de malla, si es necesario.



CAPÍTULO V

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

5.1 Análisis de resultados

5.1.1 Clasificación geomecánica

La clasificación geomecánica mediante el índice de designación de la calidad de la roca (RQD) permite evaluar la calidad del macizo rocoso y, cuando no se dispone de testigos de perforación, su cálculo puede realizarse a partir de una expresión empírica propuesta por S. D. Priest y J. A. Hudson en su artículo “Discontinuity Spacings in Rock” (1976), la cual se expresa como:

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

donde

λ número de discontinuidades por metro lineal.

Siendo este método una alternativa práctica para estimar el RQD a partir del conteo y análisis de las discontinuidades presentes en el macizo rocoso.

Tabla 5 — Índice de designación de la calidad de la roca (R.Q.D)

RQD (%)	Clasificación
0 - 25	Muy pobre
25 - 50	Pobre
50 - 75	Regular
75 - 90	Buena
90 - 100	Excelente

Se tiene los siguientes datos:

Para la clasificación geomecánica se identificaron el número de discontinuidades = 12, las cuales se toman como un valor constante con este fin.

De donde tenemos el RQD hallado de la siguiente forma.

$$RQD = 100 \times e^{-0.1(12)} (0.1 \times 12 + 1)$$



RQD = 66.26 se le da un valor de 66.3%

La clasificación geomecánica GSI (modificado) corresponde a un sistema de evaluación de carácter cualitativo que se basa principalmente en la consideración de dos parámetros fundamentales, siendo uno de ellos las condiciones estructurales del macizo rocoso, las cuales están determinadas por la cantidad de fracturas por metro lineal o por el valor del RQD, tomando en cuenta el grado de empaque y distribución de dichas discontinuidades dentro del macizo rocoso.

- **Condiciones superficiales:** (Resistencia de la roca intacta y condición de discontinuidades)

El macizo rocoso presenta 12 fracturas/m, discontinuidades cerradas y que se rompe con uno o dos golpes de picota, teniendo en cuenta estos dos parámetros el macizo rocoso tendrá una clasificación de muy fracturado a Regular (MF/R). Para tener la

- **Valoración de la masa rocosa (RMR Bieniawski)**

Para determinar el RMR del macizo rocoso se debe determinar y valorar los parámetros necesarios.

- Para determinar la resistencia a la compresión de la roca se hace uso del martillo de Schmidt sobre la roca, el cual puede formular rangos de resistencia de 20 a 400 Mpa.

Realizamos 10 pruebas de manera perpendicular con el martillo de Smith que se muestra en el siguiente cuadro de valores

Tabla 6 — Valoración de la masa rocosa (RMR Bieniawski)

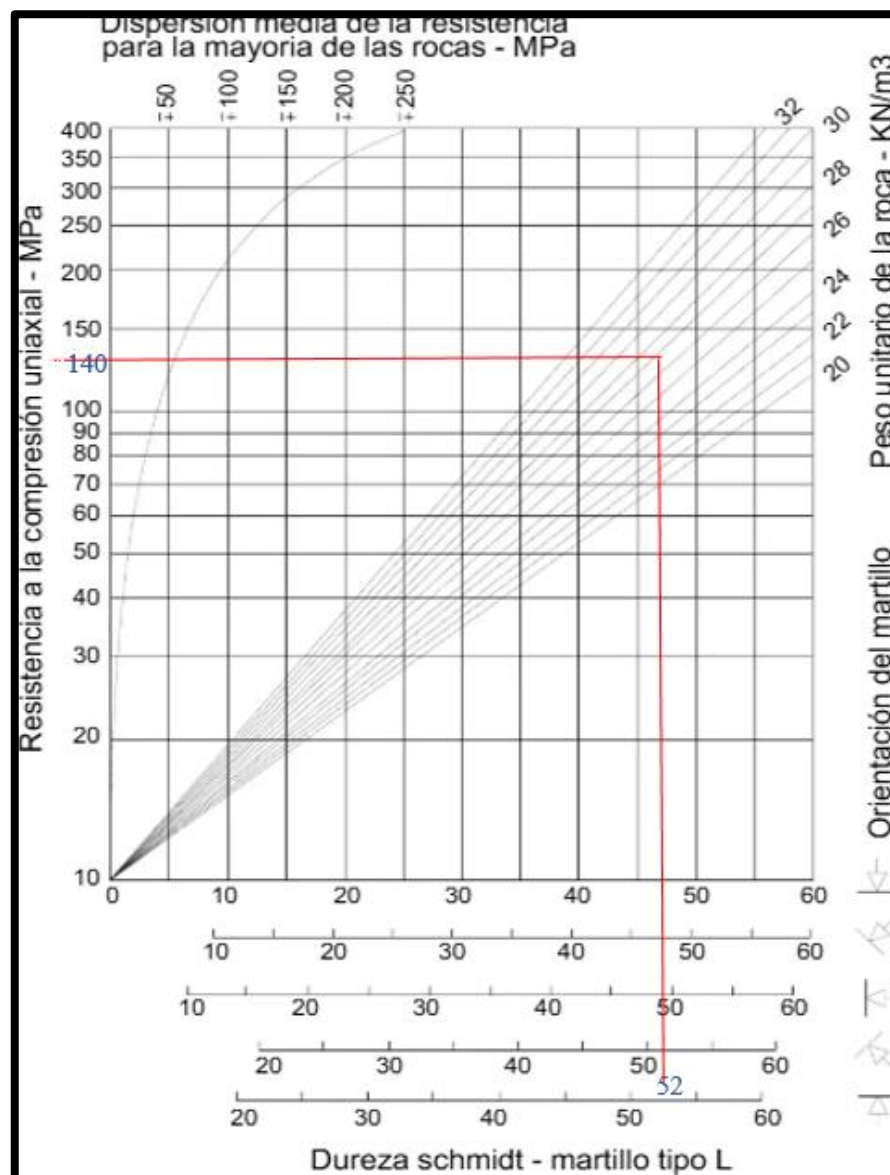
Número de prueba	Valor R o índice esclerométrico
1	51
2	53
3	52
4	53
5	53
6	52

7	53
8	51
9	51
10	51
Promedio	52

De las mediciones realizadas con el martillo de Schmidt se pudo determinar un valor de 52 en promedio de las mediciones realizadas en los hastiales; cabe reconocer que este valor R es un valor adimensional.

Una vez determinado este valor se ubica en el Abaco de Schmidt según la orientación de las mediciones que se realiza para luego intersectarla con la densidad del macizo rocoso expresada en KN/m^3 , en el punto de intersección se traza una línea horizontal para determinar la resistencia del macizo rocoso.

Para realizar todas las mediciones se escogió un plano vertical recto donde el martillo se apoyó de forma perpendicular a la cara.



FUENTE: Miller, 1965

Figura 1 — Abaco de dispersión media de la resistencia

El valor del peso unitario de la roca de 26 kN/m^3 fue proporcionado por el Departamento de Geomecánica de la Unidad Minera Ticlio – Volcan, determinado mediante el ensayo de densidad aparente o peso específico.

El macizo rocoso evaluado presenta una resistencia a compresión uniaxial de 140 MPa, clasificando como una roca de alta resistencia según la clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR). Este resultado confirma que las condiciones geomecánicas del terreno son favorables para el diseño y ejecución de labores mineras subterráneas, garantizando estabilidad en la excavación de la rampa y un buen desempeño de la malla de perforación y voladura propuesta.

– **Determinación del RQD**

El conteo de fracturas por metro lineal fue de 12 fracturas, con el cual se calculó el valor de RQD de 66.3.

– **Separación de discontinuidades**

La separación entre discontinuidades determinadas en campo, insitu son menores de 0.07 m.

– **Condiciones de las discontinuidades**

Tipo de relleno entre fracturas.

Las condiciones determinadas en campo son las siguientes:

Tabla 7 — Condición de las discontinuidades

Condición de las discontinuidades	Determinación
Persistencia	3 — 10 m.
Apertura	0.1 mm-5 mm
Rugosidad	Ligeramente rugosa
Relleno	Relleno duro > 5 mm
Alteración	Ligera
Presencia de agua	Mojado

Las discontinuidades presentes en el macizo rocoso se caracterizan por una persistencia moderada, con longitudes que varían entre 3 y 10 m, aperturas pequeñas a medias de 0.1 a 5 mm y superficies ligeramente rugosas, lo que evidencia una capacidad intermedia de interbloqueo entre bloques. El relleno duro, con espesores mayores a 5 mm, junto con un grado de alteración ligera, indica que la roca conserva en general buenas condiciones estructurales; sin embargo, la presencia de agua en condición de mojado puede reducir la resistencia al corte de las discontinuidades y afectar la estabilidad local, estos factores deben ser considerados en el diseño de la malla de perforación y voladura, así como en la selección de

parámetros operativos que aseguren un avance controlado y seguro del frente.

Determinación de condiciones de discontinuidades:

- **Condición de aguas subterráneas**, de las apreciaciones de humedad en las labores se determinó que son húmedas.

A continuación, se muestra el resumen de los parámetros determinados en campo

Tabla 8 — Condición de aguas subterráneas

Parámetro	Rango
Resistencia compresiva	140 Mpa
RQD	66.2%
Espaciamiento de las de las discontinuidades	<0.07 m.
Condición de las discontinuidades	
Persistencia	3 — 10 m.
Apertura	0.1 mm-5 mm
Rugosidad	Ligeramente rugosa
Relleno	Relleno duro < 5 mm
Alteración	Ligera
Presencia de agua	Mojado

Los parámetros determinados geomecánicos indican que el macizo rocoso presenta una alta resistencia compresiva (140 MPa), propia de una roca competente, capaz de soportar esfuerzos elevados durante las labores subterráneas. El RQD de 66.2 % clasifica al macizo como de calidad media, evidenciando una fracturación moderada que influye directamente en el comportamiento del frente de excavación. El reducido espaciamiento de las discontinuidades (< 0.07 m) confirma la presencia de un sistema de fracturas relativamente cerrado, lo que favorece la fragmentación durante la voladura, pero a la vez puede generar inestabilidad local si no se controla adecuadamente el proceso.

En cuanto a las condiciones de las discontinuidades, estas presentan persistencias de 3 a 10 m, aperturas pequeñas a medias (0.1–5 mm) y

superficies ligeramente rugosas, lo que proporciona un interbloqueo moderado entre bloques. El relleno duro menor a 5 mm y el grado de alteración ligera indican que las superficies de discontinuidad conservan buenas propiedades mecánicas. No obstante, la presencia de agua en condición de mojado puede disminuir la resistencia al corte y afectar el comportamiento del macizo, estos aspectos deben ser considerados en el diseño de la malla de perforación y voladura, así como en las medidas de control geomecánico y de seguridad del frente.



Tabla 9 — Condición de aguas subterráneas

Parámetro			Rangos de valores						
1	Resistencia de la roca intacta	Índice de carga puntual (Mpa)	>10	4-10	2-4	1-2	Para este rango es preferible utilizar valores de UCS		
		Resistencia a la compresión uniaxial (Mpa)	> 2	100 — 250	50 - 100	25 - 50	5 - 25	1 - 5	< 1
	Valuación		15	12	7	4	2	1	0
2	Drill core quality – RQD (%)		90 - 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	< 25		
	Valuación		20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento de discontinuidades		> 2 m	0.6 — 2 m	200 — 600 mm	60 — 200 mm	< 60 mm		
	Valuación		20	15	10	8	5		
4	Condiciones de discontinuidades		Superficie muy rugosa, sin continuidad, sin separación, roca fresca	Superficie medianamente rugosa, separación < 1mm, roca medianamente meteorizada	Superficie medianamente rugosa, separación < 1mm, roca ligeramente meteorizada	Espejo de falla ó relleno de falla < 5 mm de espesor, separación de 1 a 5mm, continuidad	Relleno suave > 5 mm de espesor ó separación > 5 mm, continuidad		
	Valuación		30	25	18	10	0		
5	Aguas Subterráneas	Flujo en 10m de longitud de túnel	Ninguno	< 10	10 — 25	25 - 125	> 125		
		Ratio (Presión de agua en juntas/ esfuerzo	0	< 0.1	0.1 — 0.2	0.2 — 0.5	> 0.5		

Tabla 10 — Resumen de valuación de parámetros

	Rampa 785	
Parámetro	Rango	Valor
Resistencia compresiva	140 Mpa	12
RQD	66.2%%	13
Espaciamiento de las de las discontinuidades	<0.07 m.	5
Condición de las discontinuidades		18
Presencia de agua	Mojado	7
Valuación total		55

Luego de tener el valor del RMR, se procede a realizar la corrección según el buzamiento y orientación de las discontinuidades que es un ajuste aplicado dependiendo de la relación entre la orientación estructural de las discontinuidades y la geometría de la excavación Minera que en este caso vendría hacer la rampa.

Tabla 11 — Valoración general

	Roca estéril	
Factor de orientación de la labor	55	-5
Valor total RMR	50	

– **Clasificación de rocas según el total de valuación**

Según el resultado que se muestra en la tabla 11 luego de haber valorado las condiciones estructurales en la Rampa Negativa 275 Nivel 15 se ha obtenido un RMR en la roca estéril de 50 con una descripción de un tipo de macizo rocoso REGULAR, se detalla en la tabla 12.

Tabla 12 — Clasificación de rocas según el total de valuación

Clase N°	V	IV	III	II	I
RMR	0 - 20	21 - 40	41 - 60	61 - 80	81 - 100
Descripción	Muy mala	Mala	Regular	Buena	Muy buena
Estabilidad	Totalmente inestable	Inestable	Parcialmente estable	Estable	Totalmente estable
Roturas	Grandes roturas por planos continuos o por la masa	Juntas o grandes cuñas	Algunas juntas o muchas cuñas	Algunos bloques	ninguna

Tratamiento	Reexcavación	Corrección	Sistemático	Ocasional	ninguno
-------------	--------------	------------	-------------	-----------	---------

- **Clasificación de la roca según su valuación**
- **Clasificación de Barton, Lien y Lunde (Índice Q)**

La clasificación geomecánica mediante el índice Q de Barton, Lien y Lunde permite evaluar de manera integral la calidad del macizo rocoso a partir de la interacción de parámetros estructurales, geológicos e hidrogeológicos, considerando el valor del RQD, el número de familias de discontinuidades, las características de rugosidad y alteración de las juntas, la influencia del agua y el estado de tensiones del macizo; en el caso analizado, el valor de RQD obtenido de 66.2 % indica una calidad de roca moderada, mientras que la identificación de tres familias de discontinuidades por tramo evidencia un grado de fracturamiento significativo, factores que, al ser integrados en la ecuación del índice Q, permiten establecer una base técnica confiable para la evaluación de la estabilidad del macizo rocoso y la definición de criterios adecuados de sostenimiento y diseño en labores subterráneas.

La clasificación del índice Q de Barton, se calcula mediante la siguiente formula.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

La clasificación Q desarrollada por Barton, Lien y Lunde (1974).

donde

RQD	índice de calidad de la roca;
J _n	número de familias;
J _r	coeficiente de rugosidad de la junta;
J _a	coeficiente de alteración de la junta;
J _w	coeficiente reductor por la presencia de agua;
SRF	factor reductor por tensiones en el macizo rocoso.

- **Índice de calidad de la roca (RQD)**

El RQD fue calculado anteriormente con un valor de 66.2 %

$$RQD = 66.2$$



- **Número de discontinuidades**

El número de discontinuidades determinadas insitu son de 3 familias de discontinuidades por cada tramo determinado; según la tabla 13.

Tabla 13 — Número de discontinuidades

Número de discontinuidades			
Descripción			J n
Masiva o con muy poca discontinuidad			0.5 -1.0
Un sistema de discontinuidad			2
Un sistema de principal y uno secundario			3
Dos sistemas de discontinuidad			4
Dos sistemas principales y uno secundario			6
Tres sistemas de discontinuidades			9
Tres sistemas principales y uno secundario			12
Cuatro sistemas de discontinuidades o mas			15
(roca muy fracturada)			
Roca triturada (Terrosa)			20

El parámetro Jn, correspondiente al número de discontinuidades dentro del sistema de clasificación Q, permite caracterizar el grado de fracturamiento del macizo rocoso en función de la cantidad y disposición de los sistemas de discontinuidades presentes, donde valores bajos de Jn representan macizos masivos o con escasa fracturación y valores altos indican la presencia de múltiples sistemas de discontinuidades o condiciones de roca altamente fracturada o triturada; en este contexto, la identificación de tres sistemas de discontinuidades refleja un macizo rocoso con un nivel de fracturamiento considerable, lo cual influye directamente en la disminución de la calidad del macizo y en la necesidad de considerar medidas de sostenimiento adecuadas en el diseño y estabilidad de las labores subterráneas.

- **Factor de rugosidad de la discontinuidad**

La rugosidad de las familias de fallas es de tipo rugosas y planares.

Tabla 14 — Factor de rugosidad de las discontinuidades

Factor de rugosidad de las discontinuidades		
	Descripción	Jr
A	Diaclasas discontinuas	4
B	Rugosas e irregulares, onduladas	3
C	Lisas, onduladas	2
D	Lustrosas ondulantes	1.5
E	Rugosas o irregulares, planares	1.5
F	Lisas, planares	1
G	Lustrosas, planares	0.5
H	Zona conteniendo arcillas en cantidad suficiente como para impedir el contacto entre las superficies que limitan la fractura	1
J	Zona de material arenoso en cantidad suficiente como para impedir el contacto entre las superficies que limitan la fractura	1

- Factor de alteración de las discontinuidades**

La alteración en las discontinuidades presentes observadas en campo no posee relleno y están casi nada alteradas.

Tabla 15 — Factor de rugosidad de las discontinuidades

Factor de alteración de las discontinuidades			
Descripción Ja			
a) Contacto entre superficies de la discontinuidad (sin relleno de mineral, solo recubrimientos)			
A	Ajustadas, rellenas con material compacto		0.75
B	Superficies inalteradas, ligeras manchas de oxidación		1
C	Superficies ligeramente alteradas, cubiertas con material granular no arcilloso, producto de la desintegración de la roca.		2
D	Capas superficiales de material limoso o arcilloso arenoso, con una pequeña fracción cohesiva.		3
E	Capas superficiales de arcilla (caolinita, mica cloritas, etc.)		4
	cantidades pequeñas de arcilla expansiva en capas de 1- 2 mm de espesor		

b) Contacto entre superficies de la discontinuidad se produce después de 10cm de (relleno de mineral fino)			
F	Relleno granular no cohesivo, roca desintegrada libre de partículas arcillosas		4
G	Material con alto grado de consolidación, relleno continuo (hasta de 5mm. de espesor) de material arcilloso compacto.		6
H, I	Relleno continuo (hasta de 5mm. De espesor) de material arcillosos compacto con bajo grado de consolidación		8
J	Relleno continuo de arcilla expansivas (Montmorillonita)		8-12
	el valor de Ja dependerá del % de expansión, el tamaño		
	de las partículas arcillosas, la accesibilidad del agua, etc.		
c) No contacto entre superficies de la discontinuidad después de cizalla (relleno de mineral grueso)			
K,L, M	Zonas o bandas de roca desintegrada o triturada y arcilla (ver G,H,J para la descripción de los tipos de arcilla)		6 - 8 ó 8-12
N	Zona de arcilla limosa o arenosa		5
O,P, Q	Zonas potentes y continuas de arcilla (ver G,H,J para la descripción de los tipos de arcilla)		10 - 13 ó 13 - 20.

- **Factor de reducción por contenido de agua**

La presencia de agua observada en campo menor

Tabla 16 — Factor de reducción por contenido de agua en fracturas

Factor de reducción por contenido de agua en fracturas		
Descripción Jw		
A	Secas o flujos bajos (5 l/min)	1
B	Flujos a presiones medias que ocasionen erosión del material de relleno	0.66
C	Flujos o presiones altas en roca competente con diaclasas sin relleno	0.5
D	Flujos a presiones altas con erosión considerable del material de relleno	0.33
	Flujos o presiones excepcionalmente altas luego de la voladura	0.2 - 0.1

E	disminuyendo con el tiempo	
F	Flujos o presiones excepcionalmente altas sin que ocurra una	0.1 - 0.05
	disminución en el tiempo	

El factor J_w , correspondiente al efecto del contenido de agua en las discontinuidades dentro del índice Q , permite evaluar la influencia de las condiciones hidrogeológicas sobre la estabilidad del macizo rocoso, ya que la presencia y presión del agua en las fracturas puede reducir significativamente la resistencia de las juntas y favorecer procesos de erosión del material de relleno; en este sentido, condiciones secas o con flujos bajos representan un impacto mínimo en la calidad del macizo, mientras que flujos a presiones medias o altas, especialmente aquellos que generan erosión o se mantienen de manera persistente en el tiempo, incrementan el grado de inestabilidad, disminuyendo el valor del índice Q y condicionando la necesidad de adoptar sistemas de sostenimiento más robustos en las labores subterráneas.

- **Factor de reducción por tensiones**

El factor para el trabajo de investigación fue de 1.

Tabla 17— Factor de reducción por tensiones

Factor de reducción por tensiones			SRF
Descripción			
A) Las zonas débiles intersectan a la excavación, pudiendo producirse desprendimientos de rocas a medida que la excavación del túnel va avanzando.			
A	Muchas zonas débiles de arcilla con evidencias de desintegración química roca circundante muy suelta cualquier profundidad	10	
B	Zona débil aislada con arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad menor 50m)	5	
C	Zona débil aislada con arcilla o roca desintegrada, profundidad mayor 50m.	2.5	
D	Muchas zonas de falla en roca competente, roca circundante suelta. (cualquier profundidad)	7.5	
E	Zona de falla aislada en roca competente profundidad menor a 50 m.	5	
F	Zona de falla aislada en roca competente profundidad mayor a 50 m.	2.5	

G	Diaclasas abiertas y sueltas roca intensamente fracturada, en terrones, cualquier prof.	5		
NOTA i) Reducir estos valores de SRF por 25-50% si las zonas de fallas influyen, pero no intersectan la excavación.				
B) Rocas competentes, problemas tensionales en las rocas				SRF
H	Tensiones bajas, poca profundidad, diaclasas abiertas	> 200	< 0.01	2.5
J	Tensiones moderadas, condiciones tensionales favorable	200 - 10	0.01 - 0.3	1
K	Tensiones elevadas, estructura muy compacta. Normalmente favorable para la estabilidad, puede ser	10-5	0.3 - 0.4	0.5 - 2
	desfavorable para la estabilidad de los hastiales			
L	Lajamiento moderado de la roca después de 1 hora en rocas masivas	5-3	0.5 - 0.65	5-50
M	Lajamiento y estallido de la roca después de pocos minutos en rocas masivas	3-2	0.65 - 1	50 - 200
N	Estallidos violentos de roca (deformación explosiva) y deformaciones dinámicas inmediatas en rocas masivas	< 2	> 1	200 - 400
NOTA ii) Para campos insitu fuertemente anisotrópico (si se ha medido): cuando reducir en 0.75, cuando > 10, reducir sc a 0.5c, donde c=esfuerzo compresivo sin confirmar, 1 y 3 son los esfuerzos principales mayores y menores y =esfuerzo tangencial máximo (estimado de la teoría de la elasticidad)				
iii) Existen algunos registros disponibles que señalan que la altura del techo de la excavación a superficie es mejor que el ancho de la labor. Para este caso se sugiere incrementar de 2.5 a 5 para estos casos (ver H).				
C) Rocas deformables: flujo plástico de roca incompetente a altas presiones litostáticas			c	SRF
O	Presión de deformación suave 1 - 5			
P	Presión de deformación intensa > 5			10 a 20
NOTA iv) Casos de deformaciones de roca pueden ocurrir para profundidades $H>350*Q^{(1/3)}$. La resistencia a la compresión de la masa rocosa puede ser estimada como $q=7*Q^{(1/3)}$, donde				
$\square$ =densidad de la roca(gm/cc)				
D) Rocas expansivas: Actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua				
R	Presión de expansión suave			5-Oct
S	Presión de expansión intensa			Oct-15

- Factor de reducción por tensiones**

El factor de reducción por tensiones (SRF) dentro del sistema de clasificación Q permite evaluar la influencia de las condiciones tensionales, estructurales y geológicas del macizo rocoso sobre la estabilidad de las excavaciones



subterráneas, considerando la presencia de zonas débiles, fallas, diaclasas abiertas, estados de esfuerzo y fenómenos asociados como la fragmentación, el lajeamiento o los estallidos de roca; valores elevados de SRF están asociados a condiciones desfavorables, como la intersección de zonas débiles o fallas con la excavación, altas tensiones in situ o comportamientos deformables y expansivos de la roca, lo que incrementa el riesgo de inestabilidad, mientras que valores bajos indican macizos rocosos más competentes y con condiciones tensionales favorables, siendo este factor determinante en la reducción del índice Q y en la definición de medidas de sostenimiento más rigurosas para garantizar la seguridad y estabilidad de las labores subterráneas.

Entonces con los parámetros determinados podemos calcular el índice de Q de Barton.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

$$Q = \frac{66.2}{12} \times \frac{1.5}{1} \times \frac{1}{1}$$

$$Q = 8.2$$

Entonces la clasificación de Q de Barton del macizo rocoso es regular.

Tabla 18 — Clasificación de Q de Barton

Q	Descripción
1000-400	Excepcionalmente buena
400-100	Extremadamente buena
100-40	Muy buena
40-10	Buena
10-4,0	Regular
4-1,0	Pobre
1-0,1	Muy pobre
0,1-0,01	Extremadamente pobre
0,01-0,001	Excepcionalmente pobre

En base al análisis realizado, se puede concluir que tanto la clasificación RMR (Rock Mass Rating) como el índice Q de Barton sugieren que el macizo rocoso en el cual se construirá la Rampa Negativa 275 Nivel 15 corresponde a un tipo de roca regular. Este resultado es fundamental para la planificación de los

trabajos geotécnicos, ya que la calidad del macizo rocoso influye directamente en las decisiones de diseño y sostenimiento.

La clasificación de calidad de la roca obtenida a través de ambos métodos (RMR y Q) indica que el macizo presenta características intermedias en términos de resistencia y estabilidad. Como consecuencia de esta clasificación, la recomendación geomecánica es llevar a cabo sostenimientos puntuales en áreas críticas del macizo, empleando concreto lanzado como material principal. Este tipo de sostenimiento proporcionará una adecuada protección frente a posibles deslizamientos o caída de bloques, asegurando la integridad estructural de la rampa y la seguridad en las labores de construcción.

5.1.2 Diseño de malla de perforación

El diseño de la malla de perforación permite determinar de manera técnica el número adecuado de taladros necesarios para una voladura eficiente en labores de minería convencional, considerando las características geométricas del frente y la calidad del macizo rocoso, para lo cual se emplea la expresión propuesta en los manuales de perforación y voladura de Konya y Ash; en este caso, el cálculo del número de taladros se fundamenta en el perímetro y el área de la sección del frente, así como en la distancia entre taladros periféricos y el coeficiente de roca, siendo que, para una labor con dimensiones de 4 m de altura y 4 m de ancho, y un macizo rocoso clasificado como de calidad regular según los resultados geomecánicos previos, la aplicación de esta metodología permite establecer una malla de perforación adecuada que optimiza la fragmentación, el avance y el control de la excavación.

El cálculo del número de taladros ve reflejado principalmente en minería convencional, usando la siguiente fórmula:

$$N^{\circ}tal = \left(\frac{P}{dt} \right) + (C * S)$$

Manuales de perforación y voladura modelos de Konya, Ash.

donde

- S área de la sección del frente (m²);
- P perímetro de la sección del frente, en metros ($P=4\sqrt{S}$);
- Dt distancia entre taladros de la circunferencia o periféricos;
- C coeficiente o factor de roca.

- Altura de la labor = 4m.
- Ancho de la labor = 4m.

- **Tipo de roca:** Regular de acuerdo a los resultados anteriores.

Tabla 19 — Contante de distancia

Tipo de roca	Dist. Entre taladros (m)
Tenaz	0.5-0.55
Intermedia	0.6-0.65
Friable	0.7-0.75

Tabla 20 — Coeficiente o factor de roca

Dureza de roca	Coeficiente de roca (m)
Tenaz	2.00-2.25
Intermedia	1.50-1.70
Friable	1.00-1.20

Hallamos el área de la sección.

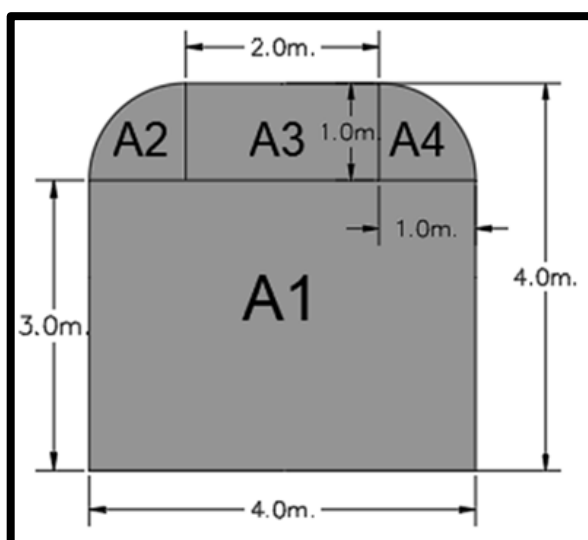


Figura 2 — Área de la sección

$$A_{total} = A1 + A2 + A3 + A4$$

$$A_{total} = b \times h + \frac{\pi \times (r^2)}{4} + l \times l + \frac{\pi \times (r^2)}{4}$$

$$A_{total} = 4 \times 3 + \frac{\pi \times (1^2)}{4} + 2 \times 1 + \frac{\pi \times (1^2)}{4}$$

$$A_{total} = 15.571 \text{ m}^2$$

$$N^{\circ}tal = \left(\frac{P}{dt} \right) + (C * S)$$

$$N^{\circ}tal = \left(\frac{4 * \sqrt{15.571}}{0.6} \right) + (1.5 * 15.571)$$

$$N^{\circ}tal = 57.4 \text{ tal}$$

Redondeando al máximo número entero superior que vendría a ser:

$$N^{\circ}tal = 50 \text{ tal}$$

El cálculo y diseño de la malla de perforación y voladura se desarrolló empleando el modelo matemático propuesto por R. Holmberg, el cual permite aplicar un algoritmo para la determinación precisa de los parámetros controlados del proceso, tales como la distribución y espaciamiento de los taladros, asegurando como resultado una cuadrícula de perforación técnicamente adecuada que contribuye a lograr un avance óptimo, eficiente y controlado en las labores de excavación.

- **Cálculo de diámetro vacío equivalente**

$\emptyset'_2 = \emptyset_2 \times \sqrt{NT}$ Manual de perforación y voladura de T. G. Konya y Carol J. Konya

$$\emptyset'_2 = 0.102 \times \sqrt{4}$$

$$\emptyset'_2 = 0.204 \text{ m}$$

donde

$\emptyset_2$ diámetro de broca rimadora (0.102);

$\emptyset'_2$ diámetro vacío equivalente (m);

NT número de taladros a perforar (4).

Determinamos que al realizar 4 taladros de alivio en el primer cuadrante obtendremos un diámetro equivalente de taladro vacío igual 0.204 m.

En este contexto, se considera que $\emptyset 2$ representa el diámetro de la broca rimadora, con un valor de 0.102 m, mientras que $\emptyset' 2$ corresponde al diámetro vacío equivalente expresado en metros y NT al número de taladros a perforar, el cual es de cuatro; a partir de estos parámetros se determinó que la ejecución de cuatro taladros de alivio en el primer cuadrante permite obtener un diámetro equivalente de taladro vacío de 0.204 m, condición que favorece la generación de un adecuado espacio libre inicial para el arranque y mejora la eficiencia del proceso de voladura.

- **Cálculo de avance de labor**

Realizamos el cálculo de la profundidad máxima que se puede obtener realizando 4 rimados.

$$H = 0.15 + 34.1\emptyset' 2 - 39.4\emptyset' 2^2 \text{ modelo propuesto por Holmberg.}$$

$$H = 0.15 + 34.1(0.204) - 39.4(0.204)^2$$

$$H = 5.4667296m$$

donde

H profundidad máxima del taladro (m);

$\emptyset' 2$ diámetro vacío equivalente (0.204 m).

El tipo de arranque seleccionado, basado en cuatro taladros de alivio, permite alcanzar un avance máximo teórico de 5.20 m, lo que demuestra que el diseño de la malla es técnicamente adecuado para el frente considerado. Sin embargo, al emplear una barra de perforación de 16 pies (4.8768 m), el avance real por disparo se encuentra condicionado por la longitud efectiva de perforación, resultando ligeramente menor al avance máximo teórico. Esta diferencia pone en evidencia que la longitud de la barra define el límite práctico del avance, el diseño de perforación y voladura se encuentra correctamente dimensionado para

operar dentro de las capacidades del equipo, garantizando un arranque eficiente y controlado del frente.

El avance efectivo con una barra de 16 pies será:

$$H = 16 \times 0.3048 \times 0.95$$

$$H = 4.63296m$$

a) Cálculos para el primer cuadrante

- **Burden**

Para la determinación del burden se aplicó el criterio propuesto por Langefors y Kihlström, el cual establece que la distancia de burden no debe exceder 1.7 veces el diámetro del vacío equivalente $\emptyset'_2$, criterio que permite asegurar una adecuada rotura y desplazamiento de la roca, evitando problemas de subrotura o sobreconsumo de explosivos durante la voladura.

$B_{1max} = 1.7 \times \emptyset'_2$ Cálculo del Burden – Criterio de Langefors y Kihlström

$$B_{1max} = 1.7 \times (0.204)$$

$$B_{1max} = 0.3468m$$

donde

B_{1max} burden máximo (m);

$\emptyset'_2$ diámetro vacío equivalente (0.204 m).

Para determinar el Burden práctico debemos realizar las correcciones por errores de perforación considerando que al perforara 16 pies tendremos una desviación estándar de 1.5%, error de emboquille de 2 cm.

Factor de perforación:

$F = \alpha \times H + \beta$ modelo empírico tomado por Langefors & Kihlström

$$F = 0.015 \times 4.63296 + 0.02$$



donde

F	error de perforación (m);
α	desviación angular (1.5%);
β	error de emboquille (0.02m);
H	profundidad de los taladros (4.63296 m).

Calculamos el Burden práctico para el primer cuadrante

$B_{1p} = 1.7 \times \emptyset'_2 - F$ modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$$B_{1p} = 1.7 \times 0.2 - 0.0894944$$

$$B_{1p} = 0.2573m$$

donde

F	error de perforación (m);
$\emptyset'_2$	diámetro vacío equivalente (m).

- Cálculos de ancho de abertura primer cuadrante**

$A_1 = (B_{1max} - F)\sqrt{2}$ modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$$A_1 = (0.3468 - 0.0894944)\sqrt{2}$$

$$A_1 = 0.363885069$$

donde

B_{1max}	burden máximo (m);
F	error de perforación (m).

- Cálculos de carga lineal de explosivo para arranque**

$q_1 = 55 \times d \times \left(\frac{B}{\emptyset'_2}\right) \times \left(B - \frac{\emptyset'_2}{2}\right) \times \left(\frac{C}{0.4}\right) \times \frac{1}{RWS_{ANFO}}$ modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$$q_1 = 55 \times 0.045 \times \left(\frac{0.3468}{0.204}\right) \times \left(0.3468 - \frac{0.204}{2}\right) \times \left(\frac{0.4}{0.4}\right) \times \frac{1}{1.1}$$

$$q_1 = 1.393819816 \frac{Kg}{M}$$



donde

q_1	concentración lineal de carga ($\frac{kg}{m}$);
$\emptyset'_2$	diámetro vacío equivalente (0.204m);
d	diametro de taladro (0.045 m);
B	burden máximo (0.3468m);
C	constante de roca.

Se refiere a la cantidad de explosivo que se necesita para remover 1m³ de roca, Persson et al. (1994) refirió que en la práctica todas las rocas, desde areniscas hasta granodioritas toman el valor de c referido de 0.4 kg/cm², sin embargo, puede ser calculado con la siguiente formula considerando un RMR entre 50 y 60.

Los parámetros empleados para el cálculo consideran que q_1 representa la concentración lineal de carga expresada en kg/m, $\emptyset'_2$ corresponde al diámetro vacío equivalente con un valor de 0.204 m, d es el diámetro del taladro de 0.045 m y B indica el burden máximo determinado, equivalente a 0.3468 m; asimismo, la constante de roca C se define como la cantidad de explosivo necesaria para remover un metro cúbico de roca, parámetro que, según Persson et al. (1994), suele adoptar en la práctica un valor referencial de 0.4 kg/cm² para la mayoría de tipos de roca, desde areniscas hasta granitos, aunque también puede ser calculada específicamente mediante una expresión empírica considerando valores de RMR comprendidos entre 50 y 60, lo que permite ajustar el diseño de la voladura a las condiciones reales del macizo rocoso.

$$C = 5.57 \times 10^{-3} \times \text{RMR} + 0.057$$

$$C = 5.57 \times 10^{-3} \times 55 + 0.057$$

$$C = 0.36335 \cong 0.40$$

RWS = Potencia relativa en peso de explosivo referida al anfo (1.1)

Por tanto, para el arranque necesitamos un explosivo que tenga por lo menos 1.393819816 de concentración de carga lineal.

Tabla 21 — Características de emulsión

Cálculos		
Accesorio	Dimensiones	Cantidad (Kg/m)
EMULNOR 5000	1 1/2" x 12"	1.42283
EMULNOR 5000	1 1/4" X 12"	0.8914
EMULNOR 3000	1 1/2" X 12"	1.2815
EMULNOR 3000	1 1/4" X 12"	0.8914
EMULNOR 1000	1 1/4" x 12"	0.8727
EMULNOR 1000	1" x 8"	0.53396
EMULNOR 500	1" x 8"	0.53396

El explosivo que seleccionamos para el arranque es el EMULNOR 5000 1 ½" X 12" que tiene una carga lineal "1.42283 kg/m" superior a la que necesitamos.

b) Cálculos para el segundo cuadrante

- **Cálculo de ancho de apertura segundo cuadrante**

Calculamos de la distancia máxima entre taladros del segundo cuadrante:

$A_2 = (B_{1p} - F)\sqrt{2}$ modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$$A_2 = (0.2573 - 0.0894944)\sqrt{2}$$

$$A_1 = 0.23732087m$$

donde

B_{1p} *burden práctico del primer cuadrante (m);*
 F *error de perforación (m).*

- **Burden**

El cálculo del burden máximo para el segundo cuadrante se realizó considerando el uso del explosivo Emulnor 3000 de 1 1/4" × 12", el cual presenta una concentración lineal de carga de 0.89140 kg/m y un valor de RWS igual a 1, parámetros que permiten establecer una



distancia de burden adecuada para asegurar una correcta fragmentación de la roca, un desplazamiento eficiente del material y el cumplimiento del avance y la sección de diseño previstos en la voladura.

$$B_{2max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_2 \times q \times RWS}{d \times c}} \quad \text{modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)}$$

$$B_{2max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.23732087 \times 0.8914042 \times 1}{0.045 \times 0.4}}$$

$$B_{2max} = 0.30168362m$$

donde

A_2	<i>ancho de apertura 2do cuadrante (m);</i>
q	<i>carga lineal del explosivo a utilizar(Kg/m);</i>
RWS	<i>potencia relativa en peso de explosivo;</i>
d	<i>diámetro de taladros (m);</i>
C	<i>constante de roca.</i>

Determinaremos el burden práctico considerando los errores en la perforación.

$$B_{2P} = B_{2max} - F \quad \text{modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)}$$

$$B_{2P} = 0.30168362 - 0.0894944$$

$$B_{2P} = 0.21218922 \text{ m}$$

donde

B_{2max}	<i>burden máximo (m);</i>
F	<i>error de perforación (m).</i>

- Cálculo de espaciamento en el segundo cuadrante**

$$A'_2 = \sqrt{2} \times (B_{2P} + \frac{A_1}{2}) \quad \text{modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)}$$



$$A'_2 = \sqrt{2} \times (0.21218922 + \frac{0.36388507}{2})$$
$$A'_2 = 0.55738647m$$

donde

B_{2p} *burden práctico (m);*
 A_1 *ancho de apertura primer cuadrante (m).*

c) Cálculos para el tercer cuadrante

- **Cálculo de ancho de apertura 3er cuadrante**

Calculamos de la distancia máxima entre taladros del tercer cuadrante:

$A_3 = \sqrt{2} (B_{2p} + \frac{A_1}{2} - F)$ modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$$A_3 = \sqrt{2} \times (0.21218922 + \frac{0.358712442}{2} - 0.0894944)$$
$$A_3 = 0.43082228m$$

donde

B_{2p} *burden práctico del segundo cuadrante (m);*
 F *error de perforación (m);*
 A_1 *ancho de apertura primer cuadrante (m).*

- **Burden**

Cálculo del Burden máximo para el tercer cuadrante, considerando que utilizaremos el explosivo Emulnor 3000 1 1/4" X 12" que tiene una carga lineal de 0.89140 kg/m y RWS de 1.

$B_{3max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_3 \times q \times RWS}{d \times c}}$ modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$$B_{3max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.43082228 \times 0.8914042 \times 1}{0.045 \times 0.4}}$$
$$B_{3max} = 0.40647406m$$



donde

A_3	<i>ancho de apertura tercer cuadrante (m);</i>
q	<i>carga lineal del explosivo a utilizar(Kg/m);</i>
RWS	<i>potencia relativa en peso de explosivo;</i>
d	<i>diámetro de taladros (m);</i>
C	<i>constante de roca.</i>

Determinación del burden práctico considerando los errores en la perforación.

$B_{3P} = B_{3max} - F$ modelo empírico tomado por

Langefors y Kihlström (1963)

$$B_{3P} = 0.40647406 - 0.0894944$$

$$B_{3P} = 0.31697966 \text{ m}$$

donde

B_{3max}	<i>burden máximo (m);</i>
F	<i>error de perforación (m).</i>

- **Cálculo de espaciamiento**

$A'_3 = \sqrt{2} \times (B_{3P} + \frac{A'_2}{2})$ modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$$A'_3 = \sqrt{2} \times (0.316979667 + \frac{0.55738647}{2})$$

$$A'_3 = 0.84240868$$

donde

B_{3p}	<i>burden práctico tercer cuadrante (m);</i>
A'_2	<i>ancho práctico de apertura del 2do cuadrante (m).</i>

d) Cálculos para el cuarto cuadrante

- **Cálculo de ancho de apertura cuarto cuadrante**

Calculamos de la distancia máxima entre taladros del cuarto cuadrante:

$A_4 = \sqrt{2} (B_{3p} + \frac{A'_2}{2} - F)$ modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$$A_4 = \sqrt{2} \times (0.31697966 + \frac{0.55738647}{2} - 0.0894944)$$

$$A_4 = 0.71584449m$$

donde

B_{3p} *burden práctico del tercer cuadrante (m);*

F *error de perforación (m);*

A'_2 *ancho práctico de apertura del 2do cuadrante (m).*

- **Burden**

Cálculo del Burden máximo para el cuarto cuadrante, considerando que utilizaremos el explosivo Emulnor 3000 1 1/4" X 12" que tiene una carga lineal de 0.89140 kg/m y RWS de 1.

$B_{4max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_4 \times q \times RWS}{d \times c}}$ modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$$B_{4max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.71584449 \times 0.8914042 \times 1}{0.045 \times 0.4}}$$

$$B_{4max} = 0.52395393m$$

donde

A_4 *ancho de apertura cuarto cuadrante (m);*

q *carga lineal del explosivo a utilizar (Kg/m);*

RWS *potencia relativa en peso de explosivo;*

d *diámetro de taladros (m);*

C *constante de roca.*



Determinaremos el burden práctico considerando los errores en la perforación:

$$B_{4P} = B_{4max} - F \text{ modelo empírico tomado por}$$

Langefors y Kihlström (1963)

$$B_{4P} = 0.52395393 - 0.0894944$$

$$B_{4P} = 0.43445953m$$

donde

B_{4max} burden máximo (m);

F error de perforación (m).

- **Cálculo de espaciamiento**

$A'_4 = \sqrt{2} \times (B_{4P} + \frac{A'_3}{2})$ modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$$A'_4 = \sqrt{2} \times (0.43445953 + \frac{0.84240868}{2})$$

$$A'_4 = 1.21009145m$$

donde

B_{4p} burden práctico cuarto cuadrante (m);

A'_3 ancho práctico de apertura del tercer cuadrante (m).

e) Cálculos para el quinto cuadrante

- **Cálculo de ancho de apertura quinto cuadrante**

Calculamos de la distancia máxima entre taladros del quinto cuadrante:

$A_5 = \sqrt{2} \times (B_{4p} + \frac{A'_3}{2} - F)$ modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$$A_5 = \sqrt{2} \times (0.43445953 + \frac{0.84240868}{2} - 0.0894944)$$

$$A_5 = 1.08352725m$$



donde

B_{4p}	<i>burden práctico del cuarto cuadrante (m);</i>
F	<i>error de perforación (m);</i>
A'_3	<i>ancho de apertura práctico de tercer cuadrante (m).</i>

- **Burden**

Cálculo del Burden máximo para el quinto cuadrante, considerando que utilizaremos el explosivo Emulnor 3000 1 1/2" X 12" que tiene una carga lineal de 1.28150 kg/m y RWS de 1.

$$B_{5max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_5 \times q \times RWS}{d \times c}} \text{ modelo empírico tomado por}$$

Langefors y Kihlström (1963)

$$B_{5max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{1.08352725 \times 1.28149606 \times 1}{0.045 \times 0.4}}$$

$$B_{5max} = 0.77290297m$$

donde

A_5	<i>ancho de apertura quinto cuadrante (m);</i>
q	<i>carga lineal del explosivo a utilizar(Kg/m);</i>
RWS	<i>potencia relativa en peso de explosivo;</i>
d	<i>diámetro de taladros (m);</i>
C	<i>constante de roca.</i>

Determinaremos el burden práctico considerando los errores en la perforación.

$$B_{5P} = B_{5max} - F \text{ modelo empírico tomado por}$$

Langefors y Kihlström (1963)

$$B_{5P} = 0.77290297 - 0.0894944$$

$$B_{5P} = 0.68340857 m$$

donde

B_{5max}	<i>burden máximo (m);</i>
F	<i>error de perforación (m).</i>



- **Cálculo de espaciamiento**

$A'_5 = \sqrt{2} \times (B_{5p} + \frac{A'_4}{2})$ modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$$A'_5 = \sqrt{2} \times (0.68340857 + \frac{1.21009145}{2})$$

$$A'_5 = 1.82214954m$$

donde

B_{5p} *burden práctico quinto cuadrante (m);*

A'_4 *ancho de apertura práctico del cuarto cuadrante (m).*

f) Cálculos para el sexto cuadrante

- **Cálculo de ancho de apertura sexto cuadrante**

Calculamos de la distancia máxima entre taladros del sexto cuadrante:

$A_6 = \sqrt{2} \times (B_{5p} + \frac{A'_4}{2} - F)$ modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$$A_5 = \sqrt{2} \times (0.68340857 + \frac{1.21009145}{2} - 0.0894944)$$

$$A_5 = 1.69558535m$$

donde

B_{5p} *burden práctico del quinto cuadrante (m);*

F *error de perforación (m);*

A'_4 *ancho de apertura práctico del cuarto cuadrante (m).*

- **Burden**

Cálculo del Burden máximo para el sexto cuadrante, considerando que utilizaremos el explosivo Emulnor 5000 1 1/2" X 12" que tiene una carga lineal de 1.422834646 kg/m y RWS de 1.05.



$$B_{6max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_6 \times q \times RWS}{d \times c}}$$
 modelo empírico tomado por
Langefors y Kihlström (1963)

$$B_{6max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{1.69558535 \times 1.42283465 \times 1.05}{0.045 \times 0.4}}$$

$$B_{6max} = 1.04394619m$$

donde

A_6	<i>ancho de apertura sexto cuadrante (m);</i>
q	<i>carga lineal del explosivo a utilizar(Kg/m);</i>
RWS	<i>potencia relativa en peso de explosivo;</i>
d	<i>diámetro de taladros (m);</i>
C	<i>constante de roca.</i>

Determinaremos el burden práctico considerando los errores en la perforación

$$B_{6P} = B_{6max} - F$$
 modelo empírico tomado por
Langefors y Kihlström (1963)

$$B_{6P} = 1.04394619 - 0.0894944$$

$$B_{6P} = 0.95445179m$$

donde

B_{6max}	<i>burden máximo (m);</i>
F	<i>error de perforación (m).</i>

- **Cálculo de espaciamiento**

$$A'_6 = \sqrt{2} \times (B_{6P} + \frac{A'_5}{2})$$
 modelo empírico tomado por Langefors y
Kihlström (1963)

$$A'_6 = \sqrt{2} \times (0.95445179 + \frac{1.82214954}{2})$$

$$A'_6 = 2.63825296m$$

donde

B_{5p} *burden práctico quinto cuadrante (m);*

A'_4 *ancho de apertura práctico del 4to cuadrante (m).*

g) Cálculo para los taladros de arrastre

Para el cálculo de los parámetros de perforación correspondientes a los taladros de arrastre se aplicaron las formulaciones propuestas por Roger Holmberg, las cuales incorporan la variable del factor de fijación como elemento de ajuste del diseño, considerándose para este caso un factor de fijación de 1.45 y una relación entre espaciamiento y burden (s/b) igual a 1, condiciones que permiten definir una disposición adecuada de los taladros de arrastre y asegurar una fragmentación eficiente y un correcto avance del frente de excavación.

• Burden

Para el cálculo del burden correspondiente a los taladros de arrastre se consideró el empleo del explosivo EMULNOR 3000 de 1 1/2" × 12", el cual presenta una concentración lineal de carga de 1.28149606 kg/m y un valor de RWS igual a 1, parámetros que permiten definir un burden adecuado para garantizar una voladura eficiente, una fragmentación controlada del macizo rocoso y un correcto avance del frente de excavación.

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{q \times RWS}{C \times f \times \frac{s}{B}}}$$
 modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{1.28149606 \times 1}{0.4 \times 1.45 \times 1}}$$

$$B = 1.33778755m$$

donde

q *carga lineal de explosivo a utilizar ($\frac{Kg}{m}$);*

RWS *potencia relativa en peso de explosivo;*

C	<i>constante de roca;</i>
f	<i>factor de fijación;</i>
$\frac{S}{B}$	<i>relación espaciamiento y burden.</i>

Para el cálculo del Burden máximo de debe cumplir la siguiente proposición.

$C' = C + 0.05$ cuando $B \geq 1.4$ (mts)' modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$C' = C + 0.07/B$ cuando $B < 1.4$ (mts)'

$C' = 0.4 + 0.07/1.33778755'$

$C' = 0.4523252$

Procedemos a realizar el cálculo del Burden máximo:

$B_{max} = 0.9 \times \sqrt{\frac{q \times RWS}{C \times f \times \frac{S}{B}}}$ modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$$B_{max} = 0.9 \times \sqrt{\frac{1.28149606 \times 1}{0.4523252 \times 1.45 \times 1}}$$

$B_{max} = 1.25803219m$

Para el cálculo del burden práctico es necesario considerar tanto el error inherente al proceso de perforación como el ángulo de inclinación que presentan los taladros de arrastre, el cual depende directamente de la habilidad operativa del equipo de perforación; en términos generales, se asume un ángulo promedio de inclinación de aproximadamente 3 grados, valor que permite ajustar el diseño teórico a las condiciones reales de ejecución en campo y garantizar una voladura más eficiente y controlada.

$B_{pz} = B_{max} - H \times \text{sen} \gamma - F$ modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$B_{pz} = 1.25803219 - 4.63296 \times \text{sen} (3) - 0.0894944$

$B_{pz} = 0.93688979m$



donde

B_{pz}	burden práctico de arrastre (m);
B_{max}	burden máximo (m);
H	longitud de perforación (m);
γ	ángulo de inclinación(°);
F	error de perforación (m).

- **Número de taladros de arrastre**

$$N = \left[\frac{\text{Ancho de Tunel} + 2 \times H \times \text{sen}(\gamma)}{B_{max}} + 2 \right]$$
 modelo empírico tomado por
Langefors y Kihlström (1963)

$$N = \left[\frac{4.4 + 2 \times 4.63296 \times \text{sen}(3)}{1.25803219} + 2 \right]$$

$$N = 5.56 \cong 6$$

donde

N	número de taladros (und);
H	longitud de perforacion(m);
γ	ángulo de inclinación (°);
B_{max}	burden máximo (m).

- **Espaciamiento entre taladros de arrastre**

$$E_{cs} = \frac{\text{Ancho de Tunel} + 2 \times H \times \text{sen}(\gamma)}{N-1}$$
 modelo empírico tomado por
Langefors y Kihlström (1963)

$$E_{cs} = \frac{4 + 2 \times 4.63296 \times \text{sen}(3)}{6 - 1}$$

$$E_{cs} = 0.896m$$

donde

E_{cz}	espaciamiento entre taladros (m);
H	longitud de perforacion (m);
γ	ángulo de inclinación (°).

h) Cálculos para los taladros de corona

En el cálculo de los parámetros para los taladros de corona, considerando la aplicación de una voladura controlada, el espaciamento entre taladros

se establece en función del diámetro del taladro perforado, de acuerdo con lo señalado por Pearsson (1973), cumpliéndose además en este tipo de taladros una relación entre espaciamiento y burden (s/b) de 0.85, criterio que permite controlar la rotura del macizo rocoso, minimizar la sobreexcavación y preservar la estabilidad de la sección excavada.

$S = 15xD_1$ modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$$S = 15 \times 0.045$$

$$S = 0.675m$$

donde

S espaciamiento (m);

D_1 diámetro de taladro (m).

- **Burden**

Usamos la relación de espaciamiento y burden.

$\frac{S}{B_{max}} = 0.85$ modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$$\frac{0.675}{0.85} = B_{max}$$

$$B_{max} = 0.84375m$$

donde

S espaciamiento (m);

B_{max} burden máximo(m).

Para el cálculo del burden práctico utilizamos la siguiente relación.

$B_{Tp} = B_{max} - H \times \text{sen}(\gamma) - F$ modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$$B_{Tp} = 0.84375 - 4.63296 \times \text{sen}(3) - 0.0894944$$

$$B_{Tp} = 0.5226076 m$$



donde

B_{Tp}	<i>burden práctico(m);</i>
H	<i>longitud de perforacion (m);</i>
γ	<i>ángulo de inclinación(°);</i>
F	<i>error de perforación (m).</i>

- **Cálculo de número de taladros en corona**

$$N = \left[\frac{\text{Ancho de Tunnel} + 2 \times H \times \text{sen}(\gamma)}{B_{Tp}} + 2 \right] \text{ modelo empírico tomado por}$$

Langefors y Kihlström (1963)

$$N = \left[\frac{4.5 + 2 \times 4.63296 \times \text{sen}(3)}{0.5226076} + 2 \right]$$

$$N = 7.38650835 \cong 7$$

donde

N	<i>número de taladros;</i>
H	<i>longitud de perforación (m);</i>
γ	<i>ángulo de inclinación (°);</i>
B_{Tp}	<i>burden práctico(m).</i>

- **Cálculo de espaciamiento de taladros en corona**

$$E_{lt} = \frac{\text{Ancho de Tunnel} + 2 \times H \times \text{sen}(\gamma)}{N-1} \text{ modelo empírico tomado por}$$

Langefors y Kihlström (1963)

$$E_{cs} = \frac{4.5 + 2 \times 4.63296 \times \text{sen}(3)}{7 - 1}$$

$$E_{cs} = 0.74$$

donde

N	<i>número de taladros;</i>
H	<i>longitud de perforación (m);</i>
γ	<i>ángulo de inclinación(°).</i>

i) Cálculos para los taladros de hastiales

Para el cálculo de los parámetros de perforación correspondientes a los taladros de hastiales se aplicó la metodología propuesta por R. Holmberg,

la cual recomienda considerar un factor de fijación de 1.20 y una relación entre espaciamento y burden de 1.25; asimismo, se tuvo en cuenta que la altura lateral de la rampa difiere de la altura total de la labor, estableciéndose para este caso una altura lateral de 3.6 metros, condición que influye directamente en la correcta distribución de los taladros y en la eficiencia del proceso de voladura en los hastiales.

- **Cálculos de altura de hastiales**

$Hastiales = \text{Altura lateral tunel} - B_{pz} - B_{Tp}$ modelo empírico

tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$$Hastiales = 3.6 - 0.93688979 - 0.5226076$$

$$Hastiales = 2.14111021 \text{ m}$$

donde

B_{pz} burden práctico de arrastre (m);

B_{Tp} burden práctico de corona (m).

- **Burden**

$$B_{max} = 0.9 \times \sqrt{\frac{q \times RWS}{C \times f \times \frac{S}{B}}} \text{ modelo empírico tomado por Langefors y}$$

Kihlström (1963)

$$B_{max} = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.87270341 \times 0.85}{0.4 \times 1.2 \times 1.25}}$$

$$B_{max} = 1.00071333 \text{ m}$$

donde

q carga lineal de explosivo (m);

RWS potencia relativa en peso de explosivo;

C constante de roca;

f factor de fijación;

$\frac{S}{B}$ relación espaciamento y burden.

Para el cálculo del Burden máximo de debe cumplir la siguiente proposición.



$C' = C + 0.05$ cuando $B \geq 1.4(mts)$ modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$C' = C + 0.07/B$ cuando $B < 1.4(mts)$

$C' = 0.4 + 0.07/1.00071333'$

$C' = 0.4699501$

Procedemos a realizar el cálculo del Burden máximo:

$B_{max} = 0.9 \times \sqrt{\frac{q \times RWS}{C \times f \times \frac{S}{B}}}$ modelo empírico tomado por Langefors y

Kihlström (1963)

$$B_{max} = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.87270341 \times 0.85}{0.4699501 \times 1.2 \times 1.25}}$$

$B_{max} = 0.92323828m$

Para realizar el cálculo de Burden práctico debemos considerar el error de la perforación y el ángulo de inclinación.

$B_{hp} = B_{max} - H \times \text{sen}(\gamma) - E_p$ modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$B_{hp} = 0.92323828 - 4.63296 \times \text{sen}(3) - 0.0894944$

$B_{Tp} = 0.60209588m$

donde

B_{hp} burden práctico de taladros de hastiales (m);

B_{max} burden máximo (m);

H longitud de perforación (m);

γ ángulo de inclinación (°);

F error de perforación (m).

- Número de taladros de hastiales**

$N_H = \left\lceil \frac{Hastiales}{B_{max} \times \left(\frac{S}{B}\right)} + 2 \right\rceil$ modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$$N_H = \left[\frac{2.14111021}{0.92323828 \times 1.25} + 2 \right]$$

$$N_H = 3.855 \cong 4$$

donde

N_H número de taladros en hastiales;
 $\frac{s}{B}$ relación espaciamento y burden;
 B_{max} burden máximo (m).

- **Espaciamento entre taladros de Hastiales**

$E_H = \frac{Hastiales}{N-1}$ modelo empírico tomado por Langefors y Kihlström (1963)

$$E_H = \frac{2.14111021}{4 - 1}$$

$$E_H = 0.713m$$

donde

E_H espaciamento de taladros de hastiales (m);
 N número de taladros de hastiales.

Tabla 22 — Resumen de diseño de malla

Resumen				Detalles
Taladros	Burden	Espaciamento	Número de taladros	
(Arranque)1er Cuadrante	0.26	0.36	1	1
2do Cuadrante	0.21	0.56	4	2
3er Cuadrante	0.32	0.84	4	3
4to Cuadrante	0.43	1.21	4	4
5to Cuadrante	0.68	1.82	4	5
6to Cuadrante	0.95	2.64	4	6
arrastre y ayudas	0.94	0.99	11	7
Corona y ayudas	0.52	0.83	11	8
Hastiales	0.6	0.88	14	9
Cantidad de taladros incluido cuneta			58	

Por lo tanto los parámetros de diseño de la malla de perforación muestra una distribución progresiva y ordenada de los taladros en los distintos cuadrantes del arranque, así como en las zonas de arrastre, corona y hastiales, donde los valores de burden y espaciamiento se incrementan gradualmente conforme se avanza desde el centro hacia la periferia del frente, permitiendo una adecuada generación de espacios libres y una fragmentación controlada de la roca; en conjunto, la malla diseñada considera un total de 58 taladros, incluyendo la cuneta, lo cual evidencia un diseño equilibrado y coherente con las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y los criterios técnicos adoptados, orientado a lograr un avance eficiente, seguro y económicamente viable en la excavación de la rampa.

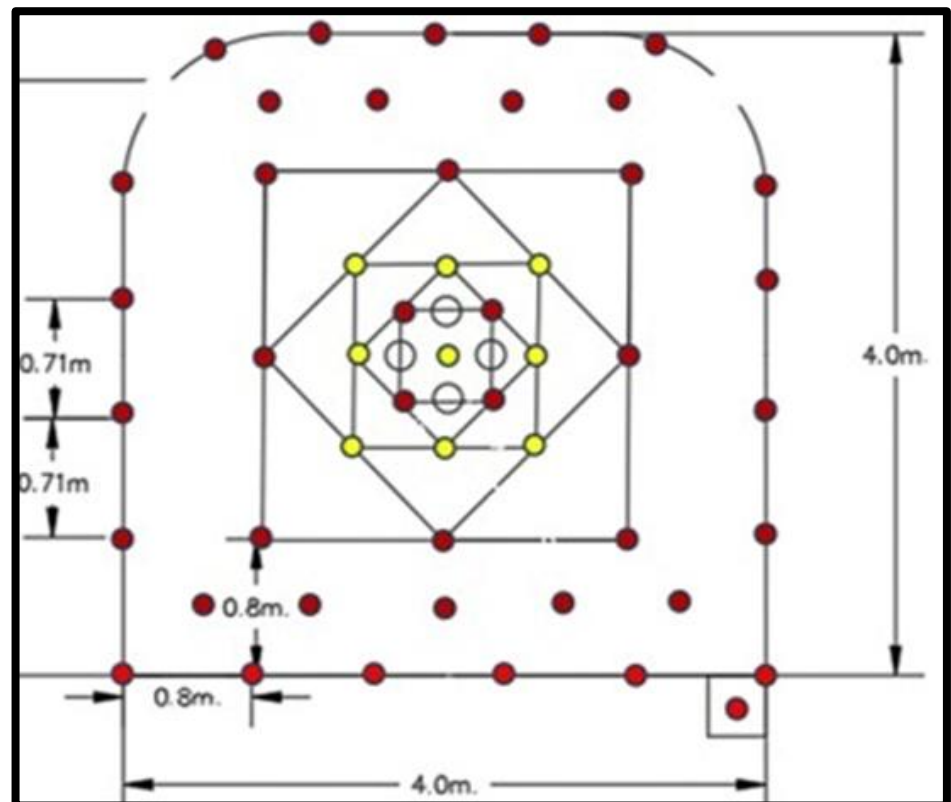


Figura 3 — Diseño de malla de perforación

5.1.3 Agentes de voladura

La adecuada selección y distribución de los agentes de voladura en el frente de excavación resulta fundamental para el desempeño eficiente de la voladura, ya que esta depende directamente de la correcta ubicación de los faneles, de la cantidad de ANFO cargada en cada taladro y del nivel de confinamiento del

explosivo, factores que en conjunto permiten alcanzar el avance programado y mantener la sección de diseño, evitando la presencia de tacos, sobre rotura y deficiencias en la fragmentación del macizo rocoso.

Tabla 23 — Distribución de carga explosiva

Explosivos/Accesorios	Unidad	Cantidad
EMULNOR 5000 1 1/2" x 12"	Cartuchos	182
EMULNOR 3000 1 1/2" x 12"	Cartuchos	70
EMULNOR 3000 1 1/4" x 12"	Cartuchos	419
EMULNOR 1000 1 1/4" x 12"	Cartuchos	0
EMULNOR 500 1" x 8"	Cartuchos	0
Cordón detonante	Metros	60

5.1.3.1 Diseño de carga de arranque o primer cuadrante

En el diseño de carga de arranque o primer cuadrante, el peso unitario de los cartuchos constituye un parámetro esencial para calcular con precisión la cantidad de explosivo contenido en cada taladro. En este caso, se emplea un cartucho con un peso de 0,403 kg, el cual, al multiplicarse por el número total de cartuchos alojados en el taladro, determina la carga total de explosivo utilizada. Este valor es clave para establecer el factor de carga y el factor de potencia, indicadores que permiten relacionar la energía liberada por el explosivo con el volumen y la masa de roca fragmentada. De esta manera, el peso del cartucho influye directamente en la eficiencia de la voladura y en la calidad de la fragmentación obtenida.

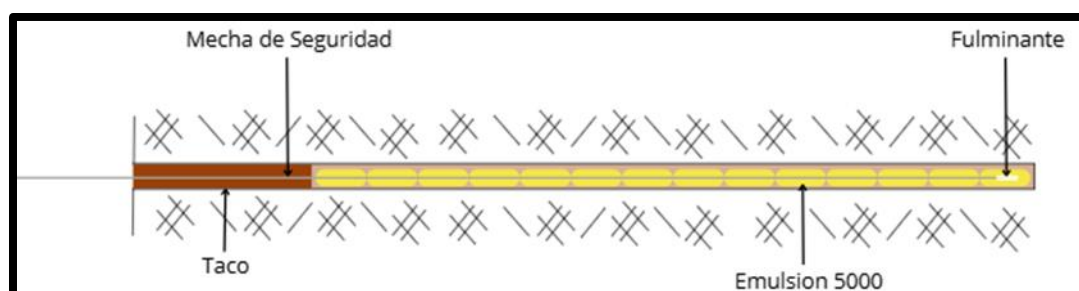


Figura 4 — Diseño de carga arranque

a) El factor de carga y factor de potencia

$$\text{Vol. roto por taladro} = \text{Burden} \times \text{espaciamiento} \times \text{long de perforación}$$

$$\text{Vol. roto por taladro} = 0.26\text{m} \times 0.36\text{m} \times 4.63\text{m}$$

$$\text{Vol. roto por taladro} = 0.433\text{m}^3$$

$$\text{Ton. rotas por tal} = \text{Vol. roto por tal} \times \text{Densidad de roca}$$

$$\text{Ton. rotas por tal} = 0.433\text{m}^3 \times 2.7\text{ton/m}^3$$

$$\text{Ton. rotas por tal} = 1.1691\text{ton/tal}$$

- **Factor de carga**

La carga de explosivo por taladro se calcula multiplicando el peso unitario de cada cartucho, equivalente a 0,403 kg, por el número total de cartuchos introducidos en dicho taladro.

$$\text{Factor de carga} = \frac{\text{Carga de Explosivo por tal}}{\text{Vol. roto por tal}}$$

$$\text{Factor de carga} = \frac{0.403\text{Kg} \times 14}{0.433\text{m}^3}$$

$$\text{Factor de carga} = 13.03\text{Kg/m}^3$$

- **Factor de potencia**

$$\text{Factor de potencia} = \frac{\text{Carga de Explosivo por tal}}{\text{Ton. rotas por tal}}$$

$$\text{Factor de potencia} = \frac{0.403\text{Kg} \times 14}{1.1691\text{ton/tal}}$$

$$\text{Factor de potencia} = 4.825\text{Kg/ton}$$

5.1.3.1 Diseño de carga segundo cuadrante

El esquema del diseño de carga correspondiente al segundo cuadrante. Para determinar los parámetros de voladura se calcularon el volumen de roca roto por taladro, la masa de roca fragmentada por taladro, el factor de carga y el factor de potencia, empleando como peso unitario del cartucho 0,403 kg y 14 cartuchos por taladro.



Figura 5 — Diseño de carga segundo cuadrante

a) El factor de carga y factor de potencia

$$\text{Vol. roto por taladro} = \text{Burden} \times \text{espaciamiento} \times \text{long de perforacion}$$

$$\text{Vol. roto por taladro} = 0.21\text{m} \times 0.56\text{m} \times 4.63\text{m}$$

$$\text{Vol. roto por taladro} = 0.544\text{m}^3$$

$$\text{Ton. rotas por tal} = \text{Vol. roto por tal} \times \text{Densidad de roca}$$

$$\text{Ton. rotas por tal} = 0.544\text{m}^3 \times 2.7\text{ton/m}^3$$

$$\text{Ton. rotas por tal} = 1.468\text{ton/tal}$$

- **Factor de carga**

$$\text{Factor de carga} = \frac{\text{Carga de explosivo por tal}}{\text{Vol. roto por tal}}$$

$$\text{Factor de carga} = \frac{0.403\text{Kg} \times 14}{0.544\text{m}^3}$$

$$\text{Factor de carga} = 10.37\text{Kg/m}^3$$

- **Factor de potencia**

$$\text{Factor de potencia} = \frac{\text{Carga de explosivo por tal}}{\text{Ton. rotas por tal}}$$

$$\text{Factor de potencia} = \frac{0.403\text{Kg} \times 14}{1.468\text{ton/tal}}$$

$$\text{Factor de potencia} = 3.843\text{Kg/ton}$$

5.1.3.2 Diseño de carga tercer cuadrante

En el diseño de carga del 3er cuadrante (Figura 6) se evaluó el rendimiento de la voladura considerando que cada cartucho de explosivo tiene un peso unitario de 0.403 kg. El volumen roto por taladro se calculó multiplicando el burden, el espaciamiento y la longitud de perforación ($0.32\text{ m} \times 0.84\text{ m} \times 4.63\text{ m}$), obteniendo un valor de 1.244 m^3 . A partir de este volumen y la densidad de la roca (2.7 ton/m^3), se determinó un total de 3.358 toneladas rotas por taladro. Con estos datos, la carga total de explosivo por taladro corresponde a 5.642 kg ($0.403\text{ kg} \times 14$ cartuchos). El factor de carga se obtuvo dividiendo la carga de explosivo entre el volumen roto, resultando en 4.535 Kg/m^3 , mientras que el factor de potencia se calculó al dividir la carga de explosivo entre las toneladas rotas por taladro, alcanzando un valor de 1.680 Kg/ton .

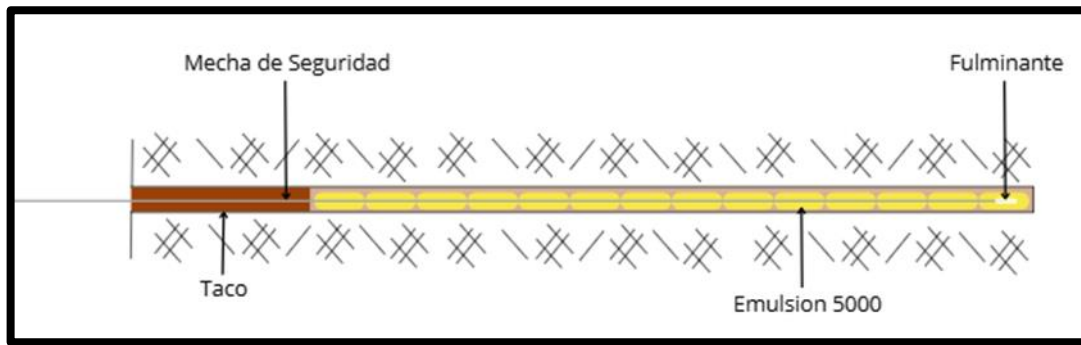


Figura 6 — Diseño de carga tercer cuadrante

a) El factor de carga y factor de potencia

$$\text{Vol. roto por taladro} = \text{Burden} \times \text{espaciamiento} \times \text{long de perforacion}$$

$$\text{Vol. roto por taladro} = 0.32m \times 0.84m \times 4.63m$$

$$\text{Vol. roto por taladro} = 1.244m^3$$

$$\text{Ton. rotas por tal} = \text{Vol. roto por tal} \times \text{Densidad de roca}$$

$$\text{Ton. rotas por tal} = 1.244m^3 \times 2.7ton/m^3$$

$$\text{Ton. rotas por tal} = 3.358ton/tal$$

- Factor de carga**

$$\text{Factor de carga} = \frac{\text{Carga de explosivo por tal}}{\text{Vol. roto por tal}}$$

$$\text{Factor de carga} = \frac{0.403Kg \times 14}{1.244m^3}$$

$$\text{Factor de carga} = 4.535Kg/m^3$$

- Factor de potencia**

$$\text{Factor de potencia} = \frac{\text{Carga de explosivo por tal}}{\text{Ton. rotas por tal}}$$

$$\text{Factor de potencia} = \frac{0.403Kg \times 14}{3.358ton/tal}$$

$$\text{Factor de potencia} = 1.680Kg/ton$$

5.1.3.3 Diseño de carga cuarto cuadrante

En el diseño de carga del 4.º cuadrante (Figura 7) se evaluó el rendimiento de la voladura considerando que cada cartucho de explosivo tiene un peso unitario de 0,403 kg; el volumen roto por taladro se calculó multiplicando el burden, el espaciamento y la longitud de perforación (0.43 m × 1.21 m × 4.63 m), obteniéndose aproximadamente

2.409 m³. Al multiplicar este volumen por la densidad de la roca (2.7 ton/m³) se determinó un total de 6.504 toneladas rotas por taladro. La carga total de explosivo por taladro es 5.642 kg (0.403 kg × 14 cartuchos). El factor de carga, obtenido al dividir la carga de explosivo entre el volumen roto, resulta ≈ 2.343 kg/m³, y el factor de potencia, calculado al dividir la carga de explosivo entre las toneladas rotas por taladro, es ≈ 0.868 kg/ton.



Figura 7 — Diseño de carga cuarto cuadrante

a) El factor de carga y factor de potencia

$$\text{Vol. roto por taladro} = \text{Burden} \times \text{espaciamiento} \times \text{long de perforacion}$$

$$\text{Vol. roto por taladro} = 0.43\text{m} \times 1.21\text{m} \times 4.63\text{m}$$

$$\text{Vol. roto por taladro} = 2.408\text{m}^3$$

$$\text{Ton. rotas por tal} = \text{Vol. roto por tal} \times \text{Densidad de roca}$$

$$\text{Ton. rotas por tal} = 2.408\text{m}^3 \times 2.7\text{ton/m}^3$$

$$\text{Ton. rotas por tal} = 6.501\text{ton/tal}$$

- Factor de carga

$$\text{Factor de carga} = \frac{\text{Carga de explosivo por tal}}{\text{Vol. roto por tal}}$$

$$\text{Factor de carga} = \frac{0.403\text{Kg} \times 14}{2.408\text{m}^3}$$

$$\text{Factor de carga} = 2.343\text{Kg/m}^3$$

- Factor de potencia

$$\text{Factor de potencia} = \frac{\text{Carga de explosivo por tal}}{\text{Ton. rotas por tal}}$$

$$\text{Factor de potencia} = \frac{0.403Kg \times 14}{6.501ton/tal}$$

$$\text{Factor de potencia} = 0.868Kg/ton$$

5.1.3.4 Diseño de carga quinto cuadrante

En el diseño de carga del 5.º cuadrante (Figura 8) se evaluó el rendimiento de la voladura considerando que cada cartucho de explosivo tiene un peso unitario de 0,265 kg; el volumen roto por taladro se calculó multiplicando el burden, el espaciamiento y la longitud de perforación (0.68 m × 1.82 m × 4.63 m), obteniéndose 5.730 m³. Al multiplicar este volumen por la densidad de la roca (2.7 ton/m³) se determinó un total de 15.471 ton rotas por taladro. La carga total de explosivo por taladro, con 14 cartuchos, es 3.71 kg (0.265 kg × 14). El factor de carga, obtenido al dividir la carga de explosivo entre el volumen roto, resulta ≈ 0.647 kg/m³, y el factor de potencia, calculado al dividir la carga de explosivo entre las toneladas rotas por taladro, es ≈ 0.240 kg/ton.

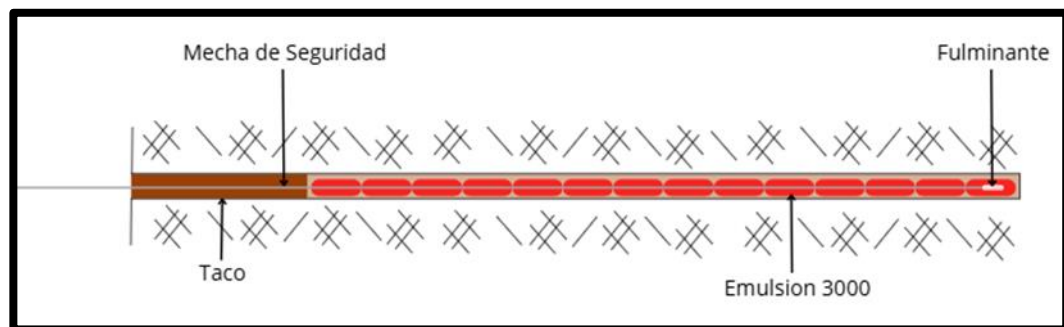


Figura 8 — Diseño de carga quinto cuadrante

a) El factor de carga y factor de potencia

$$\text{Vol. roto por taladro} = \text{Burden} \times \text{espaciamiento} \times \text{long de perforacion}$$

$$\text{Vol. roto por taladro} = 0.68m \times 1.82m \times 4.63m$$

$$\text{Vol. roto por taladro} = 5.730m^3$$

$$\text{Ton. rotas por tal} = \text{Vol. roto por tal} \times \text{Densidad de roca}$$

$$\text{Ton. rotas por tal} = 5.730m^3 \times 2.7ton/m^3$$

$$\text{Ton. rotas por tal} = 15.471ton/tal$$

- Factor de carga

$$\text{Factor de carga} = \frac{\text{Carga de explosivo por tal}}{\text{Vol. roto por tal}}$$

$$\text{Factor de carga} = \frac{0.265Kg \times 14}{5.730m^3}$$

$$\text{Factor de carga} = 0.647Kg/m^3$$

- **Factor de potencia**

$$\text{Factor de potencia} = \frac{\text{Carga de explosivo por tal}}{\text{Ton. rotas por tal}}$$

$$\text{Factor de potencia} = \frac{0.265Kg \times 14}{15.471ton/tal}$$

$$\text{Factor de potencia} = 0.239Kg/ton$$

5.1.3.5 Diseño de carga de sexto cuadrante

En el diseño de carga del 6.º cuadrante (Figura 9) se evaluó el rendimiento de la voladura considerando que cada cartucho de explosivo tiene un peso unitario de 0,265 kg; el volumen roto por taladro se calculó multiplicando el burden, el espaciamiento y la longitud de perforación (0.95 m × 2.64 m × 4.63 m), obteniéndose 11.612 m³. Al multiplicar este volumen por la densidad de la roca (2.7 ton/m³) se determinó un total de 31.353 toneladas rotas por taladro. La carga total de explosivo por taladro, con 14 cartuchos, es 3.710 kg (0.265 kg × 14). El factor de carga, obtenido al dividir la carga de explosivo entre el volumen roto, resulta ≈ 0.319kg/m³, y el factor de potencia, calculado al dividir la carga de explosivo entre las toneladas rotas por taladro, es ≈ 0.118 kg/ton.

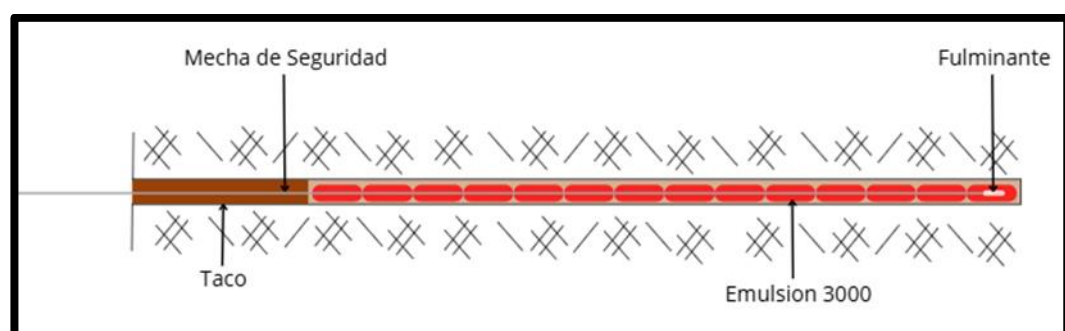


Figura 9 — Diseño de carga de sexto cuadrante

a) El factor de carga y factor de potencia

$$\text{Vol. roto por taladro} = \text{Burden} \times \text{espaciamiento} \times \text{long de perforacion}$$

$$\text{Vol. roto por taladro} = 0.95m \times 2.64m \times 4.63m$$

$$\text{Vol. roto por taladro} = 11.612m^3$$

Ton.rotas por tal = Vol.roto por tal × Densidad de roca

Ton.rotas por tal = 11.612m³ × 2.7ton/m³

Ton.rotas por tal = 31.352ton/tal

- **Factor de carga**

$$\text{Factor de carga} = \frac{\text{Carga de explosivo por tal}}{\text{Vol.roto por tal}}$$

$$\text{Factor de carga} = \frac{0.265Kg \times 14}{11.612m^3}$$

$$\text{Factor de carga} = 0.319Kg/m^3$$

- **Factor de potencia**

$$\text{Factor de potencia} = \frac{\text{Carga de explosivo por tal}}{\text{Ton.rotas por tal}}$$

$$\text{Factor de potencia} = \frac{0.265Kg \times 14}{31.352ton/tal}$$

$$\text{Factor de potencia} = 0.118Kg/ton$$

5.1.3.6 Diseño de carga ayuda de arrastre

En el diseño de carga ayuda de arrastre (Figura 10) se evaluó el rendimiento de la voladura considerando que cada cartucho tiene un peso unitario de 0,265 kg; el volumen roto por taladro se calculó multiplicando el burden, el espaciamiento y la longitud de perforación (0.94 m × 0.99 m × 4.63 m), obteniéndose 4.308 m³, y al multiplicar este volumen por la densidad de la roca (2.7 ton/m³) se determinó ≈ 11.631 ton rotas por taladro. La carga total de explosivo por taladro (11 cartuchos) es 2.915 kg (0.265 kg × 11). El factor de carga, obtenido al dividir la carga de explosivo entre el volumen roto, resulta ≈ 0.676 kg/m³, y el factor de potencia, calculado al dividir la carga de explosivo entre las toneladas rotas por taladro, es ≈ 0.250 kg/ton.

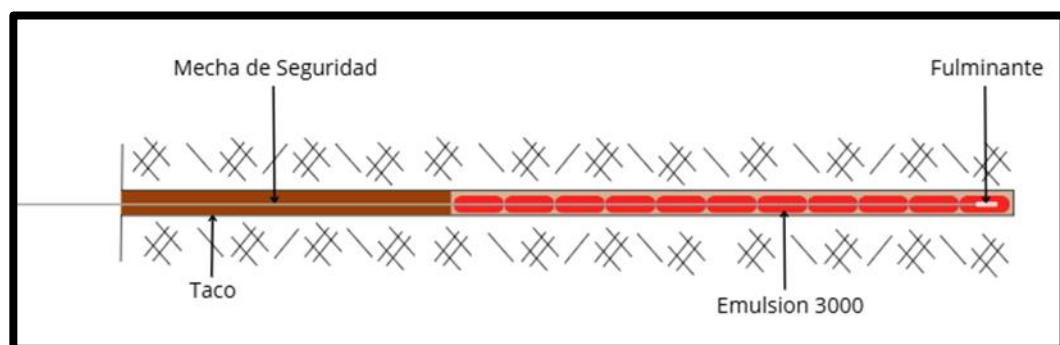


Figura 10 — Diseño de carga ayuda de arrastre

a) El factor de carga y factor de potencia

$$\text{Vol. roto por taladro} = \text{Burden} \times \text{espaciamiento} \times \text{long de perforacion}$$

$$\text{Vol. roto por taladro} = 0.94\text{m} \times 0.99\text{m} \times 4.63\text{m}$$

$$\text{Vol. roto por taladro} = 4.308\text{m}^3$$

$$\text{Ton. rotas por tal} = \text{Vol. roto por tal} \times \text{Densidad de roca}$$

$$\text{Ton. rotas por tal} = 4.308\text{m}^3 \times 2.7\text{ton/m}^3$$

$$\text{Ton. rotas por tal} = 11.631\text{ton/tal}$$

- **Factor de carga**

$$\text{Factor de carga} = \frac{\text{Carga de explosivo por tal}}{\text{Vol. roto por tal}}$$

$$\text{Factor de carga} = \frac{0.265\text{Kg} \times 11}{4.308\text{m}^3}$$

$$\text{Factor de carga} = 0.676\text{Kg/m}^3$$

- **Factor de potencia**

$$\text{Factor de potencia} = \frac{\text{Carga de explosivo por tal}}{\text{Ton. rotas por tal}}$$

$$\text{Factor de potencia} = \frac{0.265\text{Kg} \times 11}{11.631\text{ton/tal}}$$

$$\text{Factor de potencia} = 0.250\text{Kg/ton}$$

5.1.3.7 Diseño de carga ayuda de corona

En el diseño de carga ayuda de corona (Figura 11) se evaluó el rendimiento de la voladura considerando que cada cartucho de explosivo tiene un peso unitario de 0,265 kg; el volumen roto por taladro se calculó multiplicando el burden, el espaciamiento y la longitud de perforación (0.52 m × 0.83 m × 4.63 m), obteniéndose 1.998 m³, y al multiplicar este volumen por la densidad de la roca (2.7 ton/m³) se determinaron 5.394 ton rotas por taladro. La carga total de explosivo por taladro, con 9 cartuchos, es 2.385 kg (0.265 kg × 9). El factor de carga, obtenido al dividir la carga de explosivo entre el volumen roto, resulta ≈ 1.193 kg/m³, y el factor de potencia, calculado al dividir la carga de explosivo entre las toneladas rotas por taladro, es ≈ 0.442 kg/ton.



Figura 11 — Diseño de carga ayuda de corona

a) El factor de carga y factor de potencia

$Vol. \text{ roto por taladro} = Burden \times \text{espaciamiento} \times \text{long de perforacion}$

$Vol. \text{ roto por taladro} = 0.52m \times 0.83m \times 4.63m$

$Vol. \text{ roto por taladro} = 1.998m^3$

$Ton. \text{ rotas por tal} = Vol. \text{ roto por tal} \times \text{Densidad de roca}$

$Ton. \text{ rotas por tal} = 1.998m^3 \times 2.7ton/m^3$

$Ton. \text{ rotas por tal} = 5.394ton/tal$

- Factor de carga**

$Factor \text{ de carga} = \frac{Carga \text{ de explosivo por tal}}{Vol. \text{ roto por tal}}$

$Factor \text{ de carga} = \frac{0.265Kg \times 9}{1.998m^3}$

$Factor \text{ de carga} = 1.193Kg/m^3$

- Factor de potencia**

$Factor \text{ de potencia} = \frac{Carga \text{ de explosivo por tal}}{Ton. \text{ rotas por tal}}$

$Factor \text{ de potencia} = \frac{0.265Kg \times 9}{5.394ton/tal}$

$Factor \text{ de potencia} = 0.442Kg/ton$

5.1.3.8 Diseño de carga corona

En el diseño de carga corona (Figura 12) se evaluó el rendimiento de la voladura considerando que cada cartucho de explosivo tiene un peso unitario de 0,265 kg; el volumen roto por taladro se calculó multiplicando el burden, el espaciamiento y la longitud de perforación (0.52 m × 0.83 m × 4.63 m), obteniéndose 1.998 m³, y al multiplicar este volumen por la densidad de la roca (2.7 ton/m³) se determinaron 5.394

ton rotas por taladro. La carga total de explosivo por taladro, con 8 cartuchos, es 2,120 kg ($0.265 \text{ kg} \times 8$). El factor de carga, obtenido al dividir la carga de explosivo entre el volumen roto, resulta $\approx 0.061 \text{ kg/m}^3$, y el factor de potencia, calculado al dividir la carga de explosivo entre las toneladas rotas por taladro, es $\approx 0.393 \text{ kg/ton}$.

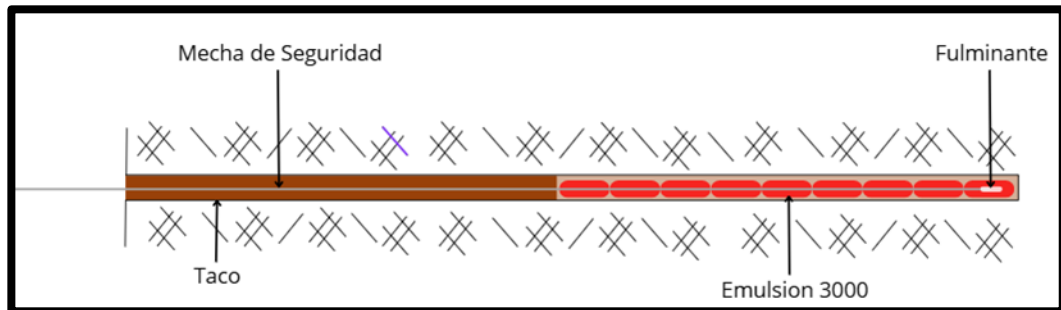


Figura 12 — Diseño de carga corona

a) El factor de carga y factor de potencia

Vol. roto por taladro = Burden $\times$ espaciamento $\times$ long de perforacion

Vol. roto por taladro = $0.52\text{m} \times 0.83\text{m} \times 4.63\text{m}$

Vol. roto por taladro = 1.998m^3

Ton. rotas por tal = Vol. roto por tal $\times$ Densidad de roca

Ton. rotas por tal = $1.998\text{m}^3 \times 2.7\text{ton/m}^3$

Ton. rotas por tal = 5.394ton/tal

- Factor de carga**

Factor de carga = $\frac{\text{Carga de explosivo por tal}}{\text{Vol. roto por tal}}$

Factor de carga = $\frac{0.265\text{Kg} \times 8}{1.998\text{m}^3}$

Factor de carga = 0.061Kg/m^3

- Factor de potencia**

Factor de potencia = $\frac{\text{Carga de explosivo por tal}}{\text{Ton. rotas por tal}}$

Factor de potencia = $\frac{0.265\text{Kg} \times 8}{5.394\text{ton/tal}}$

Factor de potencia = 0.393Kg/ton

5.1.3.9 Diseño de carga hastial

En el diseño de carga hastial (Figura 13) se evaluó el rendimiento de la voladura considerando que cada cartucho de explosivo tiene un peso unitario de 0,265 kg; el volumen roto por taladro se calculó multiplicando el burden, el espaciamiento y la longitud de perforación (0.6 m × 0.88 m × 4.63 m), obteniéndose 2.444 m³, y al multiplicar este volumen por la densidad de la roca (2.7 ton/m³) se determinó ≈ 6.598 ton rotas por taladro. La carga total de explosivo por taladro, con 11 cartuchos, es 2.915 kg (0.265 kg × 11). El factor de carga, obtenido al dividir la carga de explosivo entre el volumen roto, resulta ≈ 1.193 kg/m³, y el factor de potencia, calculado al dividir la carga de explosivo entre las toneladas rotas por taladro, es ≈ 0.442 kg/ton.

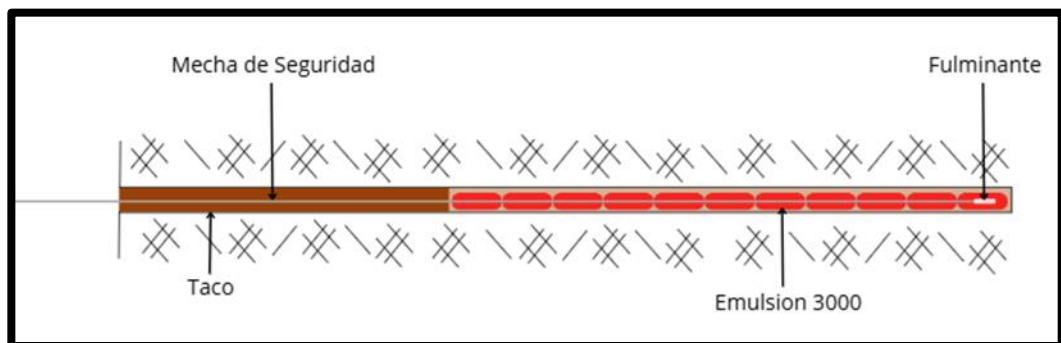


Figura 13 — Diseño de carga hastial

a) Hallamos el factor de carga y factor de potencia

Vol. roto por taladro = Burden × espaciamiento × long de perforacion

Vol. roto por taladro = 0.6m × 0.88m × 4.63m

Vol. roto por taladro = 2.444m³

Ton. rotas por tal = Vol. roto por tal × Densidad de roca

Ton. rotas por tal = 2.444m³ × 2.7ton/m³

Ton. rotas por tal = 6.598ton/tal

- **Factor de carga**

Factor de carga = $\frac{\text{Carga de explosivo por tal}}{\text{Vol. roto por tal}}$

Factor de carga = $\frac{0.265Kg \times 11}{2.444m^3}$

Factor de carga = 1.193Kg/m³

- **Factor de potencia**

$$\text{Factor de potencia} = \frac{\text{Carga de explosivo por tal}}{\text{Ton. rotas por tal}}$$

$$\text{Factor de potencia} = \frac{0.265\text{Kg} \times 11}{6.598\text{ton/tal}}$$

$$\text{Factor de potencia} = 0.442\text{Kg/ton}$$

5.1.3.10 Diseño de carga arrastre

En el diseño de carga arrastre (Figura 14) se evaluó el rendimiento de la voladura considerando que cada cartucho de explosivo tiene un peso unitario de 0,390 kg; el volumen roto por taladro se calculó multiplicando el burden, el espaciamiento y la longitud de perforación (0.94 m × 0.99 m × 4.63 m), obteniéndose 4.308 m³, y al multiplicar este volumen por la densidad de la roca (2.7 ton/m³) se determinó ≈ 11.631 ton rotas por taladro. La carga total de explosivo por taladro, con 10 cartuchos, es 3.90 kg (0.390 kg × 10). El factor de carga, obtenido al dividir la carga de explosivo entre el volumen roto, resulta ≈ 0.905 kg/m³, y el factor de potencia, calculado al dividir la carga de explosivo entre las toneladas rotas por taladro, es ≈ 0.335 kg/ton.

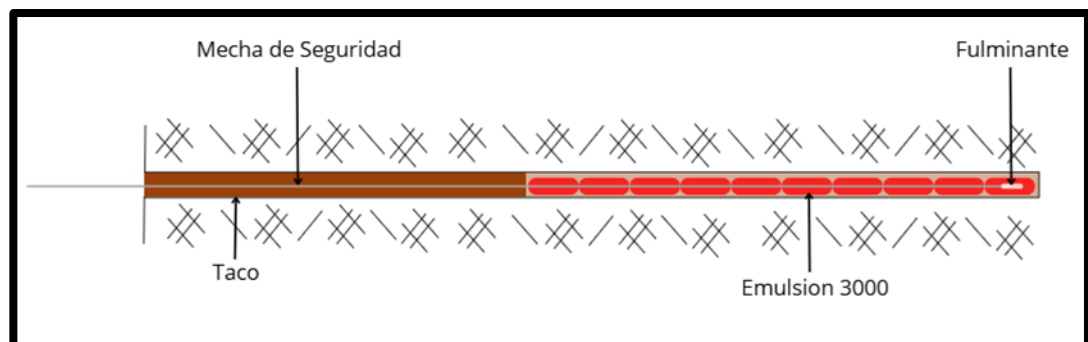


Figura 14 — Diseño de carga arrastre

a) Hallamos el factor de carga y factor de potencia

$$\text{Vol. roto por taladro} = \text{Burden} \times \text{espaciamiento} \times \text{long de perforacion}$$

$$\text{Vol. roto por taladro} = 0.94\text{m} \times 0.99\text{m} \times 4.63\text{m}$$

$$\text{Vol. roto por taladro} = 4.308\text{m}^3$$

$$\text{Ton. rotas por tal} = \text{Vol. roto por tal} \times \text{Densidad de roca}$$

$$\text{Ton. rotas por tal} = 4.308\text{m}^3 \times 2.7\text{ton/m}^3$$

$$\text{Ton. rotas por tal} = 11.631\text{ton/tal}$$

- **Factor de carga**

$$\text{Factor de carga} = \frac{\text{Carga de explosivo por tal}}{\text{Vol. roto por tal}}$$

$$\text{Factor de carga} = \frac{0.390Kg \times 10}{4.308m^3}$$

$$\text{Factor de carga} = 0.905Kg/m^3$$

- **Factor de potencia**

$$\text{Factor de potencia} = \frac{\text{Carga de explosivo por tal}}{\text{Ton. rotas por tal}}$$

$$\text{Factor de potencia} = \frac{0.390Kg \times 10}{11.631ton/tal}$$

$$\text{Factor de potencia} = 0.335Kg/ton$$

5.1.3.11 Resumen distribución de carga

La **Tabla 24** presenta la distribución de carga por taladro utilizada en el diseño de voladura (Figura 15), indicando para cada tipo de taladro el número de taladros, la cantidad de cartuchos por taladro, el tipo de explosivo y el total de cartuchos requeridos. En conjunto se planificaron 58 taladros distribuidos en 13 tipos o posiciones distintas, con un total de 671 cartuchos. Los explosivos más empleados en el diseño son las emulsiones EMULNOR 3000 y EMULNOR 5000, aplicadas según el tamaño y la función del taladro (arranque, cuadrantes, ayudas, corona, hastial, arrastre y cuneta). Destaca que la posición Hastial concentra el mayor número total de cartuchos (88 cartuchos), mientras que las posiciones de cuadrantes (2.º, 3.º, 4.º, 5.º y 6.º) mantienen una carga uniforme por taladro (14 cartuchos cada una) adaptada al volumen de roca a fragmentar. Esta distribución permite cuantificar la logística de suministro y almacenamiento de explosivos, así como estimar la masa total de carga por disparo para el control de fragmentación y la seguridad operativa.

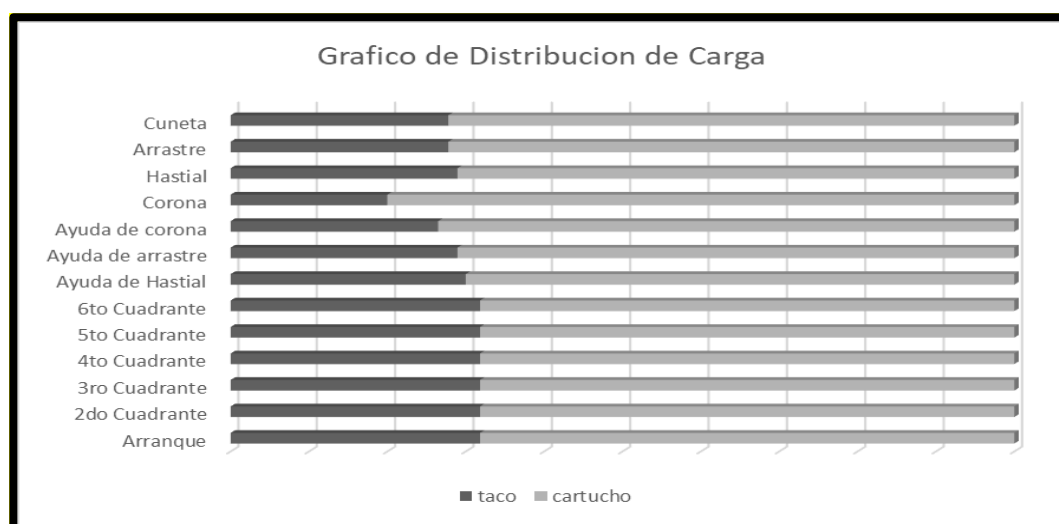


Figura 15 — Resumen distribución de carga

Tabla 24 — Distribución de carga por taladro

Distribución de carga por taladro				
Tipo	N° de Taladros	N° de Cartuchos	Tipo de explosivo	Total
Arranque	1	14	Emulnor 5000 1 1/2" x 12"	14
2do Cuadrante	4	14	Emulnor 5000 1 1/2" x 12"	56
3ro Cuadrante	4	14	Emulnor 5000 1 1/2" x 12"	56
4to Cuadrante	4	14	Emulnor 5000 1 1/2" x 12"	56
5to Cuadrante	4	14	Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	56
6to Cuadrante	4	14	Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	56
Ayuda de Hastial	6	12	Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	72
Ayuda de arrastre	5	11	Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	55
Ayuda de corona	4	9	Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	36
Corona	7	8	Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	56
Hastial	8	11	Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	88
Arrastre	6	10	Emulnor 3000 1 1/2" x 12"	60
Cuneta	1	10	Emulnor 3000 1 1/2" x 12"	10

5.1.4 Costos operativos de la construcción

Se realizó los siguientes cuadros para la estimación de los costos operativos para la construcción de la Rampa negativo 275 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024

Tabla 25 — Costo de la mano de obra

Descripción	Categoría	N°	Costo unitario	Costo total en
			S/. mes	S/. mes
Capataz	Supervisor	1	3000	3000
Bodeguero	Obrero	1	1800	1800
Mecánico	Técnico	1	2500	2500
Operador de Jumbo	Operario	1	3200	3200
Ayudante de Jumbo	Obrero	2	1800	3600
Operador de scoop	Operario	1	3200	3200
Maestro perforista	Operario	1	2800	2800
Ayudante	Obrero	2	1600	3200
Ayudante de servicios	Obrero	2	1600	3200
Costo total en operación				26500

Expresando en dólares por mes.

$$\frac{\text{US\$}}{\text{Mes.}} = \frac{26,500.00 \text{ S/.}}{\text{Mes}} \times \frac{\text{US\$}}{3.62 \text{ S/.}} = 7320.441 \text{ US\$ / mes}$$

Expresando en dólares por disparo.

$$\begin{aligned} \frac{\text{US\$}}{\text{disp.}} &= \frac{7320.441 \text{ US\$}}{\text{Mes}} \times \frac{1 \text{ Mes}}{30 \text{ días}} \times \frac{1 \text{ día}}{1 \text{ Frente}} \times \frac{1 \text{ Frente}}{1 \text{ disparos}} \\ &= 244.014 \text{ US\$ / Disp} \end{aligned}$$

Expresamos en dólares por metro de avance

$$\frac{\text{US\$}}{\text{m}} = \frac{244.014 \text{ US\$}}{\text{Disp}} \times \frac{\text{Disp}}{4.63296 \text{ m}} = 52.669 \text{ US\$ / m}$$

Tabla 26 — Costos de los aceros de perforación

Implementos de Seguridad	Unid.	Rendim. Prom. (US\$)	P.U.(US\$)	C.U.(S/mt)
Barras de Perforación	pp	3500	150	0.04
Brocas de perforación 51mm	pp	1200	57	0.05



Shank adapter	pp	4500	200	0.04
coupling	pp	3500	33	0.01
Total costo por disparo				0.14

Expresamos en dólares por metro de avance

$$\frac{\text{US\$}}{\text{m}} = \frac{0.14\text{US\$}}{\text{Disp}} \times \frac{\text{Disp}}{4.63296\text{m}} = 0.030218\text{US\$/m}$$

Tabla 27 — Costos de las herramientas utilizadas

Herramientas	Unidad	Cant.	Precio unitario	Vida útil	Costo/disp.
			(US\$)		(US\$/disp)
Lampa	Pieza	2	6.74	50	0.2696
Pico	Pieza	2	7.33	75	0.19546667
Combo	Pieza	1	5.6	90	0.06222222
Llave Stilson	Pieza	1	29.8	200	0.149
Llave francesa	Pieza	1	29.8	200	0.149
Barretilla de 4'	Pieza	1	2.5	25	0.1
Barretilla de 6'	Pieza	1	3	25	0.12
Barretilla de 8'	Pieza	1	3.5	25	0.14
Barretilla de 10'	Pieza	1	4	25	0.16
Barretilla de 12'	Pieza	1	4.5	25	0.18
Sub Total					1.52528889
Otros 5%					0.25
Total costo por disparo					1.77528889

Expresamos en dólares por metro de avance

$$\frac{\text{US\$}}{\text{m}} = \frac{1.7552\text{US\$}}{\text{Disp}} \times \frac{\text{Disp}}{4.63296\text{m}} = 0.37885\text{US\$/m}$$

Tabla 28 — Costos de los implementos de seguridad

Implementos de seguridad	Unid.	Cantidad	Precio unitario (US\$)	Vida útil en disp.	Costo /disp. (US\$/disp.)
Guantes de jebe	Par	6	6.75	30	1.35
Respiradores	Pza.	6	27.8	300	0.56
Lentes Uvex	Pza.	6	8.45	150	0.34
Cartucho para respirador	Pza.	12	3.38	30	1.35
Filtro para respirador	Pza.	12	0.26	5	0.62

Cascos	Pza.	6	10.55	300	0.21
Botas de jebe	Par	6	11.26	75	0.9
Pantalón de jebe	Pza.	6	22.39	75	1.79
Saco de jebe	Pza.	6	25.25	75	2.02
Mameluco	Pza.	6	22	180	0.73
Correa Portalámpara	Pza.	6	5.45	180	0.18
Lámpara eléctrica	Pza.	6	400	900	2.67
Total costo por disparo					12.72

Expresamos en dólares por metro de avance

$$\frac{\text{US\$}}{\text{m}} = \frac{12.72\text{US\$}}{\text{Disp}} \times \frac{\text{Disp}}{4.63296\text{m}} = 2.74554\text{US\$/m}$$

*Costo total = Costo de mano de obra + Costo de aceros de perforación
+ Costo de herramientas + Costo de implementos de seguridad*

$$\text{Costo total} = 52.669 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} + 0.030218 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} + 0.37885 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} + 2.74554 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

$$\text{Costo total} = 52.669 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} + 0.030218 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} + 0.37885 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} + 2.74554 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

$$\text{Costo total} = 55.82557 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

5.2 Discusión

En la tesis de Inga (2023), titulada “Estudio geomecánico para diseño de mallas de perforación y voladura en labores subterráneas horizontales en Minera Aurífera Retamas S.A.”, se determinó que el macizo rocoso evaluado en la rampa Paralela II presentaba una calidad geomecánica deficiente, con un índice RMR de 36 (tipo IV-A) y clasificado como intensamente fracturado y de estructura regular (IF/R) según el sistema GSI, lo que requería sostenimientos rigurosos. En contraste, en nuestra investigación realizada en la Rampa Negativa 275, Nivel 15, de la Unidad Minera Ticlio, el análisis mediante el índice Q de Barton arrojó un valor de $Q = 8.2$, lo que clasifica al macizo como de calidad regular, evidenciando una mejor condición estructural del terreno. Este resultado permitió diseñar una malla de perforación y voladura más eficiente, adaptada a las características del macizo, y justificar la implementación de sostenimientos puntuales únicamente en zonas críticas, utilizando concreto lanzado como medida principal para asegurar la estabilidad estructural de la rampa y la seguridad durante las labores de construcción.



En su estudio, morales (2020) logró resultados positivos mediante la implementación de una nueva malla de perforación y voladura, alcanzando un avance por disparo de 2.74 metros con una eficiencia del 97.5% en una sección de 3.0 m x 3.0 m. Este logro fue posible gracias al diseño técnico adecuado y a la capacitación del personal operativo. En comparación, en nuestra investigación desarrollada en la Rampa Negativa 275, Nivel 15, de la Unidad Minera Ticlio, se diseñó una malla de perforación con 58 taladros distribuidos de manera estratégica, diferenciando burdens y espaciamientos por cuadrantes, con valores que oscilan entre 0.21 m a 0.95 m de burden y 0.36 m a 2.64 m de espaciamiento, logrando así una cobertura óptima de la sección de la rampa. Esta configuración permite mejorar la distribución de la energía de detonación y garantiza una fragmentación uniforme, lo que respalda un desempeño eficiente y técnicamente fundamentado del proceso de voladura, alineado con los estándares alcanzados por Katiushka, aunque adaptado a condiciones operativas diferentes.

Los resultados obtenidos en la presente investigación guardan coherencia con lo expuesto por Ibáñez (2020) en su tesis “Diseño de malla de perforación y voladura en frentes de avance en la Unidad Minera Uchuchacua de la Compañía Minera Buenaventura”, quien, mediante una investigación de tipo aplicada y de nivel descriptivo–explicativo, demostró que la correcta determinación de la cantidad de taladros y la selección adecuada de los explosivos influyen directamente en la eficiencia de la voladura y en la reducción de los costos operativos, concluyendo que el uso de Emulnor 5000 en los taladros de arranque, Emulnor 3000 en los taladros de producción y Famecorte en los taladros de corona permitió una distribución óptima de la energía explosiva; de manera similar, en el presente estudio aplicado a la Rampa Negativa 275, Nivel 15, de la Unidad Minera Ticlio, se empleó una distribución diferenciada de cargas explosivas utilizando emulsiones encartuchadas Emulnor 5000 y Emulnor 3000, asignando mayores cargas a los taladros de arranque y cuadrantes iniciales y menores cargas en zonas como hastiales, corona, arrastre y cuneta, lo que permitió un control adecuado de la voladura, una fragmentación eficiente del macizo rocoso y la minimización de efectos indeseados como la sobreexcavación y la sobreperforación, confirmando así que la correcta selección del tipo de explosivo y su distribución estratégica en la malla de perforación constituye un factor determinante para lograr voladuras eficientes, seguras y técnicamente viables en labores subterráneas.



Los resultados de la presente investigación guardan relación con lo señalado por Huamán (2022) en su tesis “Diseño de malla de perforación y voladura para la optimización de costos en la zona Cuerpos en Alpayana S.A., Casapalca – Lima, 2021”, en la cual se determinó que el diseño de la malla de perforación y voladura influye directamente en la optimización de los costos operativos mediante la adecuada definición de parámetros como burden, espaciamiento, diámetro y número de taladros, así como los metros perforados y las toneladas rotas por metro perforado, evidenciándose que la ampliación de la malla permitió reducir el número de taladros y generar ahorros significativos; de manera concordante, en el presente estudio aplicado a la Rampa Negativa 275, Nivel 15, de la Unidad Minera Ticlio, la aplicación de un diseño técnico de malla permitió estimar un costo operativo total de 55.82557 US\$/m por cada metro lineal de avance, valor que se encuentra dentro de rangos aceptables para operaciones subterráneas, confirmando que un diseño adecuado de la malla de perforación y voladura contribuye de forma directa a la eficiencia económica del proceso constructivo sin comprometer la seguridad ni la calidad del avance.

Los resultados obtenidos en la presente investigación guardan relación con lo señalado por Méndez (2020) en su tesis “Mejoramiento de la perforación y voladura en la construcción de la Rampa 2705 de la Unidad Minera Parcoy del Consorcio Minero Horizonte S.A.”, donde se evidenció que la aplicación de un nuevo diseño de perforación y voladura, basado en el método de Roger Holmberg, permitió optimizar la distribución de la energía explosiva de acuerdo con las características geomecánicas del macizo rocoso y reducir significativamente los incidentes por voladuras deficientes; de manera concordante, en el presente estudio desarrollado en la Rampa Negativa 275, Nivel 15, de la Unidad Minera Ticlio, la optimización del diseño de la malla de perforación permitió reducir el número total de taladros a 50, lo que contribuyó a un mejor control de la voladura, una adecuada fragmentación del macizo rocoso y una mejora en la seguridad y eficiencia operativa del avance subterráneo.



CAPÍTULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1 Conclusiones

El diseño de la malla de perforación y voladura para la construcción de la Rampa Negativa 275, Nivel 15, en la Unidad Minera Ticlio – Volcan, 2024, permitió establecer una propuesta técnica integral que responde a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, catalogado como de calidad regular. La configuración de 58 taladros, con dimensiones y cargas diferenciadas de emulsiones EMULNOR, aseguró un control adecuado de la fragmentación, optimización de la energía explosiva y reducción de sobreperforaciones. Asimismo, la evaluación económica determinó un costo operativo de 55.83 US\$/m, dentro de rangos aceptables para este tipo de operaciones, lo que garantiza la viabilidad técnica y financiera del proyecto. En conjunto, los resultados alcanzados demuestran que el diseño planteado cumple con el objetivo de garantizar la seguridad operativa, la eficiencia técnica y la sostenibilidad económica en el avance de la rampa negativa, aportando una solución práctica y confiable para las condiciones subterráneas de la unidad minera.

Con base en los análisis realizados para identificar la clasificación geomecánica del macizo rocoso en la zona de construcción de la Rampa Negativa 275, Nivel 15, en la Unidad Minera Ticlio – Volcan, 2024, se obtuvo un valor de $Q = 8.2$, lo cual, según la clasificación de Barton, corresponde a una roca de calidad regular. Este resultado fue respaldado por la clasificación RMR, coincidiendo ambos sistemas en que el macizo presenta características de resistencia y estabilidad intermedias. Esta condición geomecánica es determinante para el diseño de sostenimiento, permitiendo establecer medidas técnicas proporcionales al estado del macizo. En consecuencia, se recomienda la aplicación de sostenimientos puntuales en zonas críticas, empleando concreto lanzado como material principal, lo que asegura la estabilidad estructural de la rampa y minimiza los riesgos geotécnicos durante la excavación y avance, optimizando así la seguridad operativa y el uso eficiente de los recursos.



Como resultado del desarrollo del diseño técnico de la malla de perforación para la construcción de la Rampa Negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan – 2024, se determinó una configuración optimizada de 58 taladros, distribuidos estratégicamente en cuadrantes y zonas específicas de la sección de avance. Las dimensiones obtenidas varían según la función de cada taladro, registrándose burdens desde 0.21 m hasta 0.95 m y espaciamientos entre 0.36 m y 2.64 m, lo cual permite una cobertura efectiva del frente de trabajo, adecuada fragmentación del macizo rocoso y eficiencia en la transmisión de energía explosiva. Esta configuración diferenciada responde a las características geomecánicas del macizo, permitiendo controlar la voladura, evitar sobreperforaciones y reducir costos operativos, garantizando así un diseño técnico funcional, seguro y económicamente viable para las condiciones subterráneas del proyecto.

En el proceso de definición de los agentes de voladura para la construcción de la Rampa Negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan – 2024, se estableció una selección estratégica de explosivos basada en la función específica de cada taladro dentro de la malla de perforación. Se utilizaron diferentes tipos de emulsiones encartuchadas de la línea EMULNOR, como el EMULNOR 3000 y 5000, con diámetros y longitudes variables según el requerimiento energético de cada cuadrante o zona. Esta distribución permitió optimizar la carga explosiva y mejorar el control de la fragmentación, asignando mayores cargas en zonas críticas como el arranque y el arrastre, y menores en áreas como la corona o la cuneta. En total, se emplearon 58 taladros con cargas diferenciadas, asegurando así una voladura eficiente, segura y adaptada a las condiciones geomecánicas del macizo, lo que contribuye directamente a la calidad del avance y a la reducción de sobre costos por mala fragmentación o sobreexcavación.

Como resultado de la estimación de los costos operativos para la construcción de la Rampa Negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan – 2024, se determinó un costo total de 55.82557 US\$/m, el cual está compuesto por los costos de mano de obra (52.669 US\$/m), aceros de perforación (0.030218 US\$/m), herramientas (0.37885 US\$/m) e implementos de seguridad (2.74554 US\$/m). Esta evaluación integral refleja una planificación económica realista, basada en valores representativos del entorno operativo subterráneo, lo que permite proyectar adecuadamente los recursos necesarios para la ejecución del proyecto. El costo estimado se encuentra dentro de rangos aceptables para operaciones de este tipo, garantizando eficiencia operativa sin comprometer la



seguridad ni la calidad técnica del avance, y contribuyendo a una gestión económica sostenible de las labores de excavación.

6.2 Recomendaciones

Se recomienda implementar el diseño de malla de perforación y voladura propuesto para la construcción de la Rampa Negativa 275, Nivel 15, en la Unidad Minera Ticlio – Volcan, 2024, considerando las condiciones geomecánicas del macizo y la selección estratégica de explosivos, a fin de garantizar un avance seguro, eficiente y económicamente sostenible. Asimismo, se sugiere realizar un monitoreo continuo del comportamiento del macizo rocoso y del desempeño de la voladura en campo, con el propósito de ajustar los parámetros técnicos en caso de variaciones geológicas o operativas, asegurando así la estabilidad estructural, la optimización de recursos y la mejora constante de los procesos subterráneos.

Se recomienda complementar los métodos de clasificación geomecánica utilizados (Q de Barton y RMR) con ensayos de laboratorio adicionales, como compresión uniaxial, tracción indirecta (Brazilian Test) y caracterización petrográfica, a fin de obtener una caracterización más completa del macizo rocoso. Asimismo, se sugiere realizar monitoreos geotécnicos continuos durante el avance de la rampa, empleando instrumentación como extensómetros o mapeos periódicos, que permitan detectar variaciones en las condiciones del terreno no contempladas inicialmente. Finalmente, se recomienda actualizar los parámetros de sostenimiento conforme se recopile nueva información del comportamiento del macizo en campo, para asegurar mejoras progresivas en la seguridad de la excavación.

Se recomienda implementar un proceso de retroalimentación continua del diseño de la malla de perforación, evaluando los resultados de cada disparo en campo (avance logrado, sobreexcavación, fragmentación, rebote, etc.) para ajustar los parámetros según las condiciones reales del macizo. Además, no se ha considerado en esta investigación la interacción con equipos específicos de perforación, por lo tanto, se sugiere evaluar la compatibilidad del diseño con jumbos utilizados en la operación. También sería útil realizar simulaciones mediante software especializado en voladuras subterráneas, para validar y optimizar aún más los patrones de perforación y voladura propuestos.



Se recomienda realizar pruebas comparativas de campo con otros tipos de explosivos disponibles en el mercado, tanto en rendimiento energético como en costos, para evaluar si existen alternativas más eficientes o económicas que los explosivos EMULNOR utilizados en esta investigación. Asimismo, no se han considerado en profundidad los efectos ambientales o la generación de gases post-voladura, por lo que sería pertinente incluir en futuros estudios una evaluación ambiental de los agentes de voladura. También se aconseja capacitar continuamente al personal en manejo seguro y técnicas de carga optimizadas, para asegurar un uso eficiente y responsable de los explosivos.

Se recomienda ampliar la estimación de costos operativos incluyendo otros rubros relevantes como el costo del mantenimiento de equipos y transporte de materiales, que no fueron considerados en esta etapa. Asimismo, es importante establecer un sistema de control y seguimiento de costos en tiempo real, que permita identificar desviaciones presupuestales y tomar decisiones correctivas de forma oportuna. Finalmente, se sugiere realizar evaluaciones periódicas de productividad para ajustar los recursos de forma dinámica y mantener una operación rentable y sostenible en el tiempo.



REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

AGUIRRE GARCÍA, Andrés Alejandro. 2016. *Optimización De Parámetros De Tronadura En Función De Explosivos De Alta Energía En Sociedad Contractual Minera El Abra.* Universidad De Chile, Santiago De Chile : 2016.

ARCOS VALVERDE, Daniel. 2007. [En línea] Geco, Junio de 2007. [Citado el: 16 de Octubre de 2019.] http://geco.mineroartesanal.com/tiki-download_wiki_attachment.php?attId=1198.

ARIAS GALICIA, F. 2012. *l Proyecto de Investigación: Introducción a la Metodología Científica.* Caracas : s.n., 2012.

BERNAOLA, Alonso; CASTILLA GÓMEZ, Jorge y HERRERA, Herbert Juan. 2013. *oa.upm.es. oa.upm.es.* [En línea] Universidad Politécnica de Madrid, Mayo de 2013. [Citado el: 22 de Octubre de 2019.] http://oa.upm.es/21848/1/20131007_PERFORACIÓN_Y_VOLADURA.pdf.

CASTRO MUÑOZ, Jose Justiniano y RODRIGUEZ CORREA, Juan Manuel. 2016. *dspace.unitru.edu.pe. dspace.unitru.edu.pe.* [En línea] Ed. UNIVERSIDAD NACIONAL DE TRUJILLO, 2016. [Citado el: 24 de Octubre de 2019.] <http://dspace.unitru.edu.pe/bitstream/handle/UNITRU/5334/CASTRO%20MU%C3%91OZ%20JOSE%20JUSTINIANO%20RODRIGUEZ%20CORREA%20JUAN%20MANUEL.pdf?sequence=1&isAllowed=y>.

CAYLLAHUA MAMANI, Pedro. 2018. *Evaluación de Costos Operativos en Galerías de Exploración para Optimizar la Perforación y Voladura en la Unidad Minera las Aguilas - Ciemsa.* Puno : Ed. Universidad Nacional del Altiplano, 2018.

CHAMBI CHAMBI, Jimmy Remigio. 2019. *Análisis y Optimización de las Operaciones de Perforación y Voladura para el Desarrollo de Estándares Técnicos e Incremento de Utilidades en Mina Tambomayo.* Arequipa : Ed. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, 2019.

CHIPANA TITO, Rudy Milton. 2015. *repositorio.unap.edu.pe. repositorio.unap.edu.pe.* [En línea] UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO, 2015. [Citado el: 16 de Octubre de 2019.]



http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/1937/Chipana_Tito_Rudy_Milton.pdf?sequence=1&isAllowed=y.

QUISPE GALVAN, Ciro. 2014. *Valorización de Minas*. Huancayo : Ed. Universidad Nacional del Centro del Perú, 2014.

DUQUE ESCOBAR, Gonzalo y ESCOBAR POTES, Enrique Carlos. 2018. *Geomecánica*. Bogotá : U.N. de Colombia, 2018.

DUQUE ESCOBAR, Gonzalo. 2018. www.bdigital.unal.edu.c. www.bdigital.unal.edu.c. [En línea] Universidad Nacional de Colombia, 2018. [Citado el: 16 de Diciembre de 2019.] <http://www.bdigital.unal.edu.co/1572/294/macizorocoso.pdf>.

GARRIDO, Alejandro Andrés. 2007. *Diagnostico y Optimización de Disparos en Desarrollo horizontal Mina el Teniente*. Santiago de Chile : UC, 2007.

HERNÁNDEZ SAMPIERI, R. 2014. *Metodología de la Investigación*. México : s.n., 2014.

HUAMAN RAMOS, Roger Gino y ALFARO PALACIOS, Kid Jonathan. 2022. *Diseño de malla de perforación y voladura para la optimización de costos en la zona cuerpos en Alpayana S.A., Casapalca-Lima-2021*. Universidad Nacional De Huancavelica, Huancavelica : 2022.

IBAÑEZ ZAMUDIO, Cristian. 2020. *Diseño de malla de perforación y voladura en frentes de avance en la unidad minera uchuchacua de la CIA. Minera Buenaventura*. Universidad Nacional Del Centro Del Perú, Huancayo : 2020.

INGA MEZA, Hans Brayan. 2023. *Estudio geomecánico para diseño de mallas de perforación y voladura en labores subterráneas horizontales en Minera Aurífera Retamas S.A.* Universidad Nacional Del Centro Del Perú, Huancayo : 2023.

JÀUREGUI AQUINO, Oscar Alverto. 2009. *Reducción de los Costos Operativos en Mina mediante la Optimización de los Estándares de las Operaciones unitarias de Perforación y Voladura*. Lima : PUCP, 2009.

LARA BALTAZAR, Oscar Rafael. 2013. <http://repositorio.uncp.edu.pe>. <http://repositorio.uncp.edu.pe>. [En línea] Universidad Nacional del Centro del Perú, 2013. [Citado el: 21 de Octubre de 2019.] <http://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/UNCPC/2173/Lara%20Baltazar.pdf?sequence=1&isAllowed=y>.



LÓPEZ, Jimeno Carlos. 2004. *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. Madrid : Instituto tecnológico Geominero de España, 2004.

LOZANO FERNANDEZ, Manuel. 2012. es.slideshare.net. es.slideshare.net. [En línea] slideshare, 5 de Junio de 2012. [Citado el: 19 de Octubre de 2019.] <https://es.slideshare.net/georgesar7/perforacin-en-mineria>.

MAMANI CHIQUI, Hugo Hernan. 2024. *Diseño De Malla De Perforación Y Voladura Para La Reducción De Costos Unitarios En La Galería 206e - Unidad Minera Yanaquihua S.A.C.* Universidad Nacional Del Altiplano, Puno : 2024.

MÉNDEZ BARZOLA, Michael Ronald. 2020. *Mejoramiento de la perforación y voladura en la construcción de la rampa 2705 de la unidad minera parcoy consorcio minero Horizonte S.A.* Universidad Nacional De San Cristóbal De Huamanga, Ayacucho : 2020.

MORALES GARCIA, Alisson Katiuska. 2020. *Diseño de malla de perforación y voladura para optimizar el avance en la rampa negativa 940 de Sociedad Minera Austria Duvaz S. A. C.* Universidad Continental, Huancayo : 2020.

MORALES GARCIA, Alisson katiuska. 2020. *Diseño de malla de perforación y voladura para optimizar el avance en la rampa negativa 940 de Sociedad Minera Austria Duvaz S. A. C.* Universidad Continental, Huancayo : 2020.

OCAMPO ROSILLO, Kevin Alexandro. 2018. dspace.unitru.edu.pe. dspace.unitru.edu.pe. [En línea] Ed. Universidad Nacional de Trujillo, 2018. [Citado el: 11 de Octubre de 2019.] <http://dspace.unitru.edu.pe/bitstream/handle/UNITRU/11035/Ocampo%20Rosillo%2c%20Kevin%20Alexandro.pdf?sequence=1&isAllowed=y>.

PAEZ. 2018. www.monografias.com. www.monografias.com. [En línea] 2018. [Citado el: 17 de Diciembre de 2019.] <https://www.monografias.com/trabajos-pdf/mecanica-rocas-ingenieria-minas/mecanica-rocas-ingenieria-minas.shtml>.

POLO SIMÓN, Luis Miguel. 2020. *Implementación de un nuevo diseño de sección de labor para la reducción de costos en las operaciones de la Unidad Minera Cerro Lindo – Nexa Resources S.A.A.* Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, Cerro de Pasco : 2020.

POSADA. 2019. www.posada.pe. [En línea] VOLADURA DE ROCAS EN MINERÍA SUBTERRÁNEA EN PERÚ, 2019. [Citado el: 20 de Octubre de 2019.] <https://www.posada.pe/voladura-de-rocas-en-mineria-subterranea/>.



QUILCA ALEJO, Mariela C. 2004. *geco.mineroartesanal.com. geco.mineroartesanal.com.* [En línea] Geco, 2004. [Citado el: 23 de Octubre de 2019.] http://geco.mineroartesanal.com/tiki-download_wiki_attachment.php?attId=1244.

SACRAMENTO JANAMPA, Efrain. 2024. *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 .* Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, Cerro de Pasco : 2024.

SALAZAR ISLA, Edgar Samir. 2020. *Evaluación geomecánica para determinar el tipo de sostenimiento en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente Unidad Minera Yauricocha - Sociedad Minera Corona S. A.* Universidad Continental, Huancayo : 2020.

SERIN ALVITES, Roger Genix. 2017. *dspace.unitru.edu.pe. dspace.unitru.edu.pe.* [En línea] UNIVERSIDAD NACIONAL DE TRUJILLO, 2017. [Citado el: 07 de Julio de 2019.] <http://dspace.unitru.edu.pe/bitstream/handle/UNITRU/10026/Serin%20Alvites%2C%20Roger%20Genix.pdf?sequence=1&isAllowed=y>.

SUAREZ DIAZ, Jaime. 2013. *www.academia.edu. www.academia.edu.* [En línea] UNIVERSIDAD INDUSTRIAL DE SANTANDER, 2013. [Citado el: 15 de Diciembre de 2019.] https://www.academia.edu/4639146/CLASIFICACION_DE_MACIZO_ROCOSO.

TORRES TORRES, Patricio Andrés. 2018. *Estudio De Prefactibilidad Técnico Rampa De Exploración Y Acceso Minería Subterranea Minera El Dorado, Ovalle.* Universidad San Sebastian., Concepción, Chile : 2018.

UMAÑA TANCALLO, Edgard Isidro. 2014. *Reducción y optimización de costos operativos en perforación y voladura Minera Yanaquihua S.A.C. E.E. Adgeminco S.A.C.* Universidad Nacional de San Agustín, Arequipa : 2014.

CHAMBI LOPE, Wilberth. 2019. *Fundamento Sobre Explosivos y la Teoria de Detonacion.* Puno : Ed, Universidad Nacional del Altiplano, 2019.



ANEXOS



Anexo A

Tabla 29 — Matriz de consistencia

Problemas	Objetivos	Hipótesis	Variables	Dimensión	Indicadores	Índices
Problema general	Objetivo general	Hipótesis general	Variable independiente			m
¿Cómo se determinará el diseño de la malla de perforación y voladura para construcción de la Rampa Negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024?	Diseñar la malla de perforación y voladura para construcción de la Rampa Negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024	El diseño de la malla de perforación y voladura permitirá la Construcción del avancen de la Rampa Negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024	Diseño de mallas de perforación y voladura	• Burden y espaciamiento	• Distancia a la cara libre y entre taladros	cm
				• La sección de la labor	• Dimensiones de ancho y altura	m
				• Número de taladros	• Cantidad de taladros por frente	Und.
				• Longitud del taladro	• Profundidad del taladro	m, pies
Problemas específicos	Objetivos específicos	Hipótesis específicas	Variable dependiente			
• ¿De qué manera se realizará la clasificación geomecánica para construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024?	• Identificar la clasificación geomecánica para construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024	• La identificación de la clasificación geomecánica permitirá construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024.	Construcción de la Rampa Negativa	• Clasificación geomecánica	• Índice de calidad de roca	RMR RQD

• ¿Por medio de que procedimiento se determinarán las dimensiones de diseño de malla de perforación para construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024?	• Determinar las dimensiones de diseño de malla de perforación para construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024	• La determinación de las dimensiones de diseño de la malla de perforación permitirá construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024.		• Dimensiones de diseño de malla de perforación	• Sección de labor	m ²
• ¿Mediante qué criterio se definirán los agentes de voladura para la construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024?	• Definir los tipos de agentes de voladura para construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024	• El definir los agentes de voladura adecuados permitirá lograr una fragmentación controlada del material rocoso para construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024.			• Burden y espaciamiento	

• ¿En qué medida se estimarán los costos operativos para la construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024?	• Estimar los costos operativos para construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024	• La determinación de los costos operativos permitirá estimar el presupuesto total del proyecto para construcción de la Rampa negativa 275 Nivel 15 en la Unidad Minera Ticlio, Volcan, 2024.		• Agentes voladura	• Total de carga explosiva a utilizar	m/disp, m/Grd
				• Costos operativos	• Costos unitarios	\$/m
					• Costo de construcción de rampa.	\$/tn

Anexo B

Figuras de evidencias laborales



Figura 16 — Unidad Minera Ticlio



Figura 17 — Diseño de malla Rampa negativa 275



Figura 18 — Equipo perforador jumbo



Figura 19 — Inspección de frente



Figura 21 — Plano de ubicación