

**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA**

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



Tesis

Rediseño de malla de perforación para optimizar la voladura con reducción de costos operativos en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025

Presentado por:

Brayan Flores Letona

Para optar el título de Ingeniero de Minas

Abancay, Perú

2025



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



TESIS

**Rediseño de malla de perforación para optimizar la voladura con reducción de costos operativos en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025**

Presentado por **Brayan Flores Letona**, para optar el título de Ingeniero de Minas

Sustentado y aprobado el 27 de octubre del 2025 ante el jurado evaluador:

**Presidente:**

*Dr. Leoncio Teófilo Carnero Carnero*

**Primer miembro:**

*Ing. Hilarjo Carrasco Kolque*

**Segundo miembro:**

*Mtro. Virgilio Solís Chipa*

**Asesor:**

*Dr. Nelson Meza Peña*



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

## CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD N° 255-2025

La Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, a través de la Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería declara que, la Tesis intitulada: **Rediseño de malla de perforación para optimizar la voladura con reducción de costos operativos en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025**, presentada por el Bach. **Brayan Flores Letona**, 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 (11%)** por lo que, cumple con los criterios de originalidad establecidos por la Universidad.

Abancay, 22 de octubre del 2025

Atentamente,

  
UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS  
FACULTAD DE INGENIERÍA  
**Dra. Heymerald Kojas Enriquez**  
DIRECTORA DE LA UNIDAD DE INVESTIGACIÓN  
FACULTAD DE INGENIERÍA

C. c.  
Archivo  
REG. N° 856

## **Agradecimiento**

*Agradecido con Dios por darme fuerzas y sabiduría en todo momento. También expreso mi más sincero agradecimiento a todas las personas que han contribuido al desarrollo de esta tesis. En particular, agradezco a mi asesor Dr. Nelson Meza Peña, por su guía experta y apoyo constante a lo largo de este proceso, su orientación y retroalimentación han sido fundamentales para el éxito de esta investigación. Esta tesis fue seleccionada y financiada parcialmente por el Vicerrectorado de investigación de la UNAMBA, mediante el concurso de subvención de proyectos de tesis 2025-I.*



## Dedicatoria

*A mis padres, Leonidas C. Flores Diaz y Luz Marina Letona Porras, cuya amorosa dedicación y apoyo incondicional han sido la luz que ha guiado mi camino en este viaje académico, a mis queridos hermanos, a todos aquellos que creen en la educación como una herramienta para transformar vidas y construir un futuro mejor. A ti M. Ll. por ser parte de este proceso.*



Rediseño de malla de perforación para optimizar la voladura con reducción de costos operativos en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.

Línea de investigación: Minería, procesamiento de minerales.

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



## ÍNDICE

	<b>Pág.</b>
<b>INTRODUCCIÓN</b>	1
<b>RESUMEN</b>	3
<b>ABSTRACT</b>	4
<b>CAPÍTULO I</b>	5
<b>PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA</b>	5
1.1 Descripción del problema	5
1.2 Enunciado del problema	7
1.2.1 Problema general	7
1.2.2 Problemas específicos	7
1.3 Justificación de la investigación	7
1.3.1 Justificación teórica	7
1.3.2 Justificación práctica	8
1.3.3 Justificación metodológica	8
1.3.4 Justificación social	8
1.3.5 Contextualización del tema	9
1.3.6 Importancia de la investigación	9
1.4 Ubicación y contextualización	9
1.5 Generalidades de la mina	10
1.5.1 Estratigrafía y metalogenia	10
1.5.2 Geología local	15
1.5.3 Geología estructural	18
1.5.4 Distribución de las discontinuidades	19
1.5.5 Aspectos del minado	21
1.5.6 Estructura de la mina	22
1.5.7 Método de minado	22
<b>CAPÍTULO II</b>	25
<b>OBJETIVOS E HIPÓTESIS</b>	25
2.1 Objetivos de la investigación	25
2.1.1 Objetivo general	25
2.1.2 Objetivos específicos	25
2.2 Hipótesis de la investigación	26
2.2.1 Hipótesis general	26



2.2.2	Hipótesis específicas	26
2.3	Operacionalización de variables	27
<b>CAPÍTULO III</b>		28
<b>MARCO TEÓRICO REFERENCIAL</b>		28
3.1	Antecedentes	28
3.1.1	Antecedentes internacionales	28
3.1.2	Antecedentes nacionales	32
3.1.3	Antecedentes locales	35
3.2	Marco teórico	36
3.2.1	Rediseño de malla de perforación	36
3.2.2	Macizo rocoso	36
3.2.3	Parámetros de voladura	37
3.2.4	Operaciones unitarias	38
3.2.5	Optimización de la voladura con reducción de costos operativos	40
3.2.6	Perforación y voladura	40
3.2.7	Avance de labores	43
3.3	Marco conceptual	43
<b>CAPÍTULO IV</b>		47
<b>METODOLOGÍA</b>		47
4.1	Tipo y nivel de investigación	47
4.2	Diseño de la investigación	47
4.3	Descripción ética de la investigación	48
4.4	Población y muestra	48
4.5	Procedimiento	48
4.6	Técnica e instrumentos	49
4.7	Análisis estadístico	49
<b>CAPÍTULO V</b>		50
<b>RESULTADOS Y DISCUSIONES</b>		50
5.1	Rediseño de la malla de perforación	50
5.1.1	Macizo rocoso	50
5.1.2	Parámetros de voladura	67
5.2	Optimización de la voladura con reducción de costos operativos	84
5.2.1	Perforación y voladura	84
5.2.2	Avance de labores	90
5.3	Contrastación de hipótesis	92
5.3.1	Contrastación de hipótesis general	92
5.3.2	Contrastación de la primera hipótesis específica	93
5.3.3	Contrastación de la segunda hipótesis específica	93

5.3.4	Contrastación de la tercera hipótesis específica	94
5.3.5	Contrastación de la cuarta hipótesis específica	95
5.4	Discusión	96
<b>CAPÍTULO VI</b>		99
<b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES</b>		99
6.1	Conclusiones	99
6.2	Recomendaciones	100
<b>REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS</b>		102
<b>ANEXOS</b>		108



## ÍNDICE DE TABLAS

	<b>Pág.</b>
<b>Tabla 1</b> — Operacionalización de variables	27
<b>Tabla 2</b> — Rangos de clasificación RMR y colores establecidos en CMSL	52
<b>Tabla 3</b> — Clasificación geomecánica RMR	53
<b>Tabla 4</b> — Resumen de calidad RMR de la masa rocosa - mina Callanquitas	54
<b>Tabla 5</b> — Resultados de ensayo de resistencia a la compresión uniaxial	54
<b>Tabla 6</b> — Resultados de ensayo de constantes elásticas	56
<b>Tabla 7</b> — Resultados de ensayo de resistencia a la compresión triaxial	56
<b>Tabla 8</b> — Resultados de ensayo de resistencia a la tracción indirecta	58
<b>Tabla 9</b> — Resultados de ensayo de resistencia al corte directo – CD	59
<b>Tabla 10</b> — Resultados de ensayo de resistencia a la carga puntual – PLT	59
<b>Tabla 11</b> — Dimensiones máximas permitidas en labores de explotación y desarrollo según clasificación geomecánica (Proyectos La Patagonia - unidad Callanquitas)	61
<b>Tabla 12</b> — Propiedades físicas, ensayos en geomecánica.	66
<b>Tabla 13</b> — Número de taladros por labores en proyectos la Patagonia	69
<b>Tabla 14</b> — Cálculo de cartuchos por taladro para cada frente en Proyectos la Patagonia	69
<b>Tabla 15</b> — Perforación y desgaste de algunas rocas comunes	71
<b>Tabla 16</b> — Factor de resistencia	73
<b>Tabla 17</b> — Resistencia a la compresión simple aproximada según tipo de roca	74
<b>Tabla 18</b> — Coeficiente o factor de roca que tiene los siguientes valores	75
<b>Tabla 19</b> — Aplicación de la fórmula práctica planteada por el área de planeamiento	75
<b>Tabla 20</b> — Fórmula general del espaciamiento	77
<b>Tabla 21</b> — Comparación de los resultados en el cálculo de taladros	78
<b>Tabla 22</b> — Pies perforados NOV-DIC, 2024	83
<b>Tabla 23</b> — Tipo de explosivo utilizado para la voladura en la galería 4139N	84
<b>Tabla 24</b> — Promedio de factor de potencia según la excavación	85
<b>Tabla 25</b> — Factor de potencia sección 2,4m X 2,7m (GL 4139N) diseño de malla de perforación 01	85
<b>Tabla 26</b> — Factor de potencia sección 2,4m X 2,7m (GL 4139N) diseño de malla de perforación 02	87
<b>Tabla 27</b> — Análisis de costos antes vs después	90
<b>Tabla 28</b> — Matriz de consistencia	109



## ÍNDICE DE FIGURAS

	<b>Pág.</b>
<b>Figura 1</b> — Ubicación de la unidad minera Callanquitas.	10
<b>Figura 2</b> — Unidades litoestratigráficas.	12
<b>Figura 3</b> — Columna estratigráfica de mina Callanquitas-formación chimú.	12
<b>Figura 4</b> — Perfil geológico de la zona mineralizada de oro y plata en Callanquitas.	18
<b>Figura 5</b> — Representación esquemática de relación entre los sistemas de vetas Callanquitas Este y Oeste y el anticlinal.	19
<b>Figura 6</b> — Distribución de las discontinuidades estructurales.	20
<b>Figura 7</b> — Distribución de las discontinuidades estructurales	20
<b>Figura 8</b> — Selección de método de explotación mediante el Mining Method Studio TJ H10.	23
<b>Figura 9</b> — Zonas de cuña en el modelado de los realces en tipo IV A el perno y malla eleva el factor de seguridad en sostenimiento de cajas y corona.	51
<b>Figura 10</b> — Análisis tenso-deformacional del RPA Chimú en condiciones normales.	63
<b>Figura 11</b> — Análisis tenso-deformacional en las cámaras de carguío del RPA Chimú.	63
<b>Figura 12</b> — Comunicación de nivel a nivel en tajeo de veta < a 3 mts con factores cerca de 1 sin soporte la caja piso con falla argílico lo cual se incrementa con refuerzo en las cajas antes de la comunicación.	64
<b>Figura 13</b> — Comunicación de nivel a nivel en tajeo de veta < a 3 mts con factores cerca de 1 sin soporte el cual se incrementa con refuerzo en las cajas antes de la comunicación.	64
<b>Figura 14</b> — Factor de seguridad baja en zona ancha.	64
<b>Figura 15</b> — Zonificación geomecánica del macizo rocoso.	65
<b>Figura 16</b> — Distribución de carga según el área de planeamiento.	70
<b>Figura 17</b> — Malla de perforación, sección 2,4m x 2,7m. roca III-A / III-B.	70
<b>Figura 18</b> — Sección 6,21m <sup>2</sup> de la Galería 4139N.	72
<b>Figura 19</b> — Malla de perforación 01, sección 2,4m x 2,7m. roca IV – A.	79
<b>Figura 20</b> — Malla de perforación 02, sección 2,4m x 2,7m. roca III-B.	82
<b>Figura 21</b> — Pies perforados nov. - dic. 2024.	84
<b>Figura 22</b> — Fragmentación de la roca con el diseño de malla de perforación optimizado.	88
<b>Figura 23</b> — Comparativa del carguío de explosivos por tipos de taladros.	91
<b>Figura 24</b> — Perforista realizando la perforación antes del diseño de malla.	110
<b>Figura 25</b> — Galería 4139N con sección irregular antes de la estandarización.	111
<b>Figura 26</b> — Indicación geomecánica de la galería 4139N.	111
<b>Figura 27</b> — Trazo del diseño de malla 01 en la galería 4139N.	111



<b>Figura 28</b> — Realizando la medición del burden y espaciamiento con los trazos.	112
<b>Figura 29</b> — Galería 4139N con el carguío de taladros en la malla 01.	112
<b>Figura 30</b> — Resultado después de la voladura con la malla 01.	113
<b>Figura 31</b> — Trazo del diseño de malla 02 en la galería 4139N.	113
<b>Figura 32</b> — Galería 4139N con el carguío de taladros en la malla 02.	114
<b>Figura 33</b> — Resultado después de la voladura con la malla 02.	114
<b>Figura 34</b> — Galería 4139N con sección controlada después de la estandarización.	115
<b>Figura 35</b> — Mapeo geológico de la galería 4139N.	116
<b>Figura 36</b> — Plano geomecánico de la galería 4139N.	117
<b>Figura 37</b> — Plano geomecánico con dirección al sondaje de la galería 4139N.	117
<b>Figura 38</b> — Acceso de la rampa Chimú a la galería 4139N.	117
<b>Figura 39</b> — Plano geomecánico del nv. 3240.	117
<b>Figura 40</b> — Plano de acceso secundario a la galería 4139N.	117
<b>Figura 41</b> — Tajos semimecanizados después de un avance considerable de la galería 4139N.	117
<b>Figura 42</b> — Tajos semimecanizados después de un avance considerable de la galería 4139N.	117
<b>Figura 43</b> — Avance de chimeneas para generar tajos.	117
<b>Figura 44</b> — Creación de ventanas hacia los tajos.	117

## INTRODUCCIÓN

La minería constituye una actividad económica esencial para el desarrollo de muchos países, especialmente aquellos con una vasta riqueza en recursos minerales, como es el caso del Perú, dentro de las múltiples etapas que conforman el proceso minero, la perforación y voladura destacan como actividades críticas, ya que permiten fragmentar la roca para facilitar su extracción y procesamiento posterior. Estos procesos requieren de un diseño técnico y operativo cuidadoso, dado que influyen directamente en la productividad, la seguridad, el impacto ambiental y los costos totales de la operación minera. La perforación se encarga de generar las condiciones para la colocación de explosivos en puntos estratégicos dentro del macizo rocoso, mientras que la voladura tiene como objetivo fragmentar el material para su extracción eficiente. En conjunto, ambos procesos forman un sistema integrado cuyo rendimiento depende de múltiples variables, tales como la geometría y disposición de la malla de perforación, el tipo y cantidad de explosivo utilizado, las características geológicas del yacimiento y la metodología aplicada en campo. La correcta planificación y optimización de estos factores son determinantes para maximizar la eficiencia y minimizar los riesgos operativos.

En la unidad minera Callanquitas, ubicada en la región de La Libertad, se ha observado que los procesos de perforación y voladura presentan áreas críticas que afectan tanto el cronograma de producción como los costos operativos. En particular, la galería 4139N evidencia deficiencias en la distribución de la malla de perforación, tiempos prolongados en la ejecución de las tareas, aumento en el consumo de recursos, lo que incrementa los costos operativos de manera significativa. Estos problemas no solo afectan la eficiencia de la producción, sino que también pueden generar riesgos adicionales para la seguridad del personal. En ese sentido, existen oportunidades de mejora en estos procesos, especialmente en la optimización de los tiempos de ejecución y la reducción de costos, a través de una planificación más precisa de la malla de perforación y una mejora en la gestión de los recursos utilizados. Ante esta situación, surge la necesidad de llevar a cabo una investigación exhaustiva que permita identificar y analizar las causas específicas de los retrasos y deficiencias, enfocándose principalmente en la configuración de la malla de perforación. El objetivo es encontrar una alternativa optimizada

que incremente la efectividad del proceso de perforación y voladura, reduzca costos y mejore el rendimiento general de la galería. Para ello, esta investigación adoptará un enfoque cuantitativo que permitirá medir y comparar indicadores clave de desempeño antes y después de implementar las mejoras en la malla. El estudio se apoyó con la recolección de datos precisos en campo, así como en el análisis estadístico riguroso, lo cual facilitó la obtención de conclusiones objetivas sobre el impacto de las modificaciones propuestas. Este enfoque metodológico garantizó que las recomendaciones sean aplicables y ajustadas a la realidad operacional, potenciando la viabilidad de su implementación.

En síntesis, el objetivo general de esta tesis fue rediseñar la malla de perforación para optimizar la voladura con reducción de costos operativos la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas. De esta manera, se contribuyó a la eficiencia operacional, a la reducción de costos y al cumplimiento de los objetivos productivos en la unidad minera, sentando un precedente técnico que pueda ser replicado y adaptado en contextos mineros similares.

Ante lo expuesto, la presente tesis se estructura en los siguientes capítulos; Capítulo I: Se presenta el planteamiento del problema, donde se describe la situación actual en la galería 4139N, se formulan las preguntas de investigación, los objetivos generales y específicos, las hipótesis de trabajo y las justificaciones teórica, práctica, metodológica y social que sustentan la relevancia del estudio. Capítulo II: Se detallan los objetivos y las hipótesis de investigación, así como la operacionalización de las variables, lo que permite establecer una base metodológica clara para el desarrollo del trabajo. Capítulo III: Se desarrolla el marco teórico referencial, incluyendo una revisión de antecedentes nacionales e internacionales, así como los fundamentos conceptuales y técnicos sobre perforación, voladura, geomecánica y optimización de mallas en minería subterránea. Capítulo IV: Se describe la metodología empleada en la investigación, precisando el tipo y nivel de estudio, el diseño metodológico, la población y muestra, los procedimientos de recolección de datos, las técnicas e instrumentos utilizados, y el enfoque estadístico para el análisis de resultados. Capítulo V: Se exponen los resultados obtenidos del análisis comparativo entre la malla convencional y dos mallas optimizadas, así como la contrastación de las hipótesis y la discusión técnica. Capítulo VI: Se presentan las conclusiones generales derivadas del estudio y se proponen recomendaciones prácticas orientadas a mejorar los procesos de perforación y voladura en contextos similares.



## RESUMEN

La presente investigación abordó la problemática relacionada con los retrasos operativos, el uso ineficiente de recursos y la falta de estandarización en el proceso de perforación y voladura en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas, situación que afectaba directamente la productividad, los costos y la seguridad del personal. El objetivo principal fue determinar una malla óptima que permitiera mejorar dichos procesos mediante una propuesta técnica adaptada a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso. La metodología utilizada fue de tipo aplicada, con enfoque cuantitativo, diseño no experimental y transeccional. Se realizó un análisis comparativo entre una malla convencional (2,4 x 2,7 m) y una malla optimizada (2,4 x 2,7 m), utilizando observación directa, simulaciones computacionales y recolección de datos técnicos antes y después de la implementación. Los resultados demostraron que la malla optimizada permitió reducir el número de taladros, mejorar la distribución del explosivo, disminuir el factor de carga por taladro, y lograr una fragmentación más homogénea, lo que se tradujo en un incremento en la velocidad de avance y una reducción de costos operativos, asimismo, se consiguió estandarizar la sección transversal de la galería, facilitando las labores de sostenimiento y mejorando la estabilidad del frente de trabajo. En conclusión, se comprobó que la optimización de malla es una estrategia efectiva para mejorar el desempeño técnico, económico y estructural de las labores mineras subterráneas, constituyendo una herramienta clave para la planificación eficiente en unidades con características geológicas similares.

**Palabras clave:** *Costos operativos, optimización, perforación, rediseño de malla, voladura.*



## ABSTRACT

This research addressed the problems related to operational delays, inefficient use of resources, and the lack of standardization in the drilling and blasting process in gallery 4139N of the Callanquitas mining unit, a situation that directly affected productivity, costs, and personnel safety. Therefore, the main objective was to determine an optimal mesh that would allow improving these processes through a technical proposal adapted to the geomechanical conditions of the rock mass. The methodology used was applied, with a quantitative approach, non-experimental and transect design. A comparative analysis was performed between a conventional mesh (2,4 x 2,7 m) and an optimized mesh (2,4 x 2,7 m), using direct observation, computer simulations, and technical data collection before and after implementation. The results demonstrated that the optimized mesh allowed for a reduction in the number of drill holes, improved explosive distribution, a lower load factor per hole, and a more homogeneous fragmentation, which resulted in increased advance speed and reduced operating costs, furthermore, the drift cross-section was standardized, facilitating support work and improving the stability of the work face. In conclusion, it was proven that mesh optimization is an effective strategy for improving the technical, economic, and structural performance of underground mining operations, constituting a key tool for efficient planning in units with similar geological characteristics.

**Keywords:** *Operating costs, optimization, drilling, grid redesign, blasting.*



## CAPÍTULO I

### PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

#### 1.1 Descripción del problema

El desarrollo eficiente de una operación minera depende en gran medida del cumplimiento puntual de los programas de avance, ya que estos determinan no solo la producción esperada, sino también la estabilidad económica y operativa de toda la mina. En la unidad minera Callanquitas, las actividades de perforación y voladura constituyen la base para la extracción efectiva del mineral, representando etapas esenciales para preparar el terreno y facilitar el trabajo de los procesos posteriores. Sin embargo, en los últimos tiempos, se ha observado con preocupación que estas actividades no están alcanzando los tiempos programados ni los ciclos de trabajo planificados, lo que genera retrasos que se traducen en consecuencias operativas y económicas significativas.

Esta problemática se manifiesta principalmente en la incapacidad de completar la cantidad de trabajo prevista para cada guardia, lo que provoca un efecto acumulativo en el retraso de las labores mineras. Cuando las perforaciones y voladuras no se ejecutan de manera fluida y continua, se generan interrupciones que afectan a los equipos y al personal, generando tiempos muertos que incrementan la ineficiencia general. Estos retrasos no solo impactan el cronograma operativo, sino que también generan un ambiente de presión y frustración entre los trabajadores, quienes deben enfrentar jornadas prolongadas o reprogramaciones constantes para intentar recuperar el tiempo perdido.

El impacto económico de estos retrasos es considerable, ya que se traducen en mayores costos unitarios derivados del uso excesivo o ineficiente de recursos. Los gastos asociados a los accesorios de perforación, la cantidad de explosivos consumidos y los insumos para la voladura se incrementan sin que se refleje una mejora proporcional en el avance de la galería. Esta situación evidencia una falta de estandarización y control en los procesos, generando disparidades en la calidad y cantidad del trabajo realizado en cada ciclo. La ausencia de uniformidad en la labor disparada también puede afectar la fragmentación del

material, dificultando su posterior manipulación y transporte, lo que a su vez repercute en otras etapas del proceso minero (Jin et al. 2025).

Además de los costos y la productividad, estos problemas pueden afectar la seguridad laboral. La inestabilidad del proceso puede generar condiciones impredecibles en el frente de trabajo, poniendo en riesgo a los operarios y obligando a realizar ajustes sobre la marcha que aumentan la probabilidad de accidentes. La repetición de tareas o la necesidad de realizar trabajos correctivos también contribuyen a aumentar la fatiga y el desgaste del personal, lo que impacta negativamente en su bienestar y desempeño. Frente a esta realidad, es fundamental identificar y analizar las causas que originan los retrasos y la falta de estandarización en la perforación y voladura. Una de las variables clave que influye en el desarrollo eficiente de estos procesos es la configuración de la malla de perforación, entendida como la disposición y distribución de los puntos donde se realizarán las detonaciones. Una malla mal diseñada o inapropiada para las condiciones geológicas y operativas puede provocar fragmentaciones irregulares, tiempos prolongados y un uso ineficiente de los explosivos. Por ello, se planteó la necesidad de llevar a cabo un estudio exhaustivo que permita evaluar la malla de perforación actualmente empleada en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas, con el propósito de identificar sus deficiencias y oportunidades de mejora. Este análisis buscó establecer un modelo optimizado que permita homogeneizar y controlar mejor el avance de la perforación y voladura, asegurando un equilibrio entre la eficiencia técnica, la seguridad operativa y la rentabilidad económica.

Esta investigación no solo buscó abordar un problema puntual, sino contribuir a mejorar las condiciones laborales y operativas de quienes día a día trabajan en la galería, valorando su esfuerzo y proponiendo soluciones que faciliten su labor. La optimización de la malla de perforación puede ser el punto de partida para impulsar una gestión más ordenada y sostenible, que beneficie a todos los actores involucrados y asegure la continuidad del desarrollo minero en la región.

En síntesis, el problema central radicó en los retrasos y la falta de estandarización en la perforación y voladura, que afectan el cumplimiento de los programas de avance, incrementan los costos operativos y ponen en riesgo la seguridad y bienestar del personal. A través de esta investigación, se buscó comprender las causas de esta problemática y



proponer una solución técnica basada en la optimización de la malla de perforación, contribuyendo a que la unidad minera Callanquitas alcance sus metas de productividad y calidad de manera sostenible.

## 1.2 Enunciado del problema

### 1.2.1 Problema general

¿En qué medida el rediseño de la malla de perforación optimizará la voladura con reducción de costos operativos en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025?.

### 1.2.2 Problemas específicos

- ¿Cuál será el rediseño de malla de perforación mediante el comportamiento del macizo rocoso en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025?.
- ¿De qué manera el rediseño de malla de perforación tendrá cambios significativos mediante los parámetros de voladura en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025?.
- ¿Cómo será la optimización de la voladura con reducción de costos operativos mediante la perforación y voladura en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025?.
- ¿Cuánto será la optimización de la voladura con reducción de costos operativos mediante el avance de labores en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025?.

## 1.3 Justificación de la investigación

### 1.3.1 Justificación teórica

El diseño de la malla para la perforación y voladura es clave dentro de la ingeniería de minas, ya que está basado en principios como la mecánica de rocas y la dinámica de explosivos. Estos conceptos nos ayudan a entender cómo podemos mejorar la fragmentación del mineral y la estabilidad de la galería para hacer el proceso más eficiente y seguro. Sin embargo, cada mina tiene sus propias características

geológicas y condiciones geomecánicas, por lo que no basta con aplicar modelos genéricos. Por tal razón, esta investigación busca adaptar y aplicar conocimientos teóricos directamente a la galería 4139N, para aportar soluciones concretas y enriquecer el conocimiento que se tiene sobre este tema en el ámbito real.

### **1.3.2 Justificación práctica**

En la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas se han presentado problemas que afectan la productividad, como retrasos en los trabajos y un uso poco eficiente de materiales como los explosivos. Esto no solo genera pérdidas económicas, sino que también puede poner en riesgo la seguridad de los trabajadores. Por ello, mejorar la malla de perforación y voladura es fundamental para optimizar el proceso, lograr una mejor fragmentación del mineral y aprovechar mejor los recursos disponibles. Con esta investigación se buscó implementar un método que facilite la labor diaria, reduzca costos y garantice un ambiente de trabajo más seguro y ordenado.

### **1.3.3 Justificación metodológica**

La forma en que se abordó el estudio combina la revisión de datos reales con simulaciones y pruebas prácticas. Primero, se analizaron los registros de producción y condiciones actuales, para entender qué está fallando. Luego, con ayuda de simulaciones por computadora, se proponen diferentes configuraciones de malla que se ajusten mejor a las características de la roca y la operación. Finalmente, se llevó a cabo pruebas en terreno para confirmar que los cambios realmente mejoran el proceso. Esta combinación de teoría, análisis y práctica asegura que los resultados sean fiables y aplicables al día a día de la mina.

### **1.3.4 Justificación social**

Mejorar la perforación y voladura no solo trae beneficios técnicos y económicos, sino que también impacta de manera positiva en las personas que trabajan en la mina y en la comunidad cercana. Un proceso más controlado disminuye el ruido, las vibraciones y la generación de polvo, mejorando las condiciones ambientales y la calidad de vida. Además, al aumentar la seguridad y eficiencia, se reducen los riesgos de accidentes, protegiendo a los trabajadores. También, al optimizar la



operación, la mina puede sostener empleos estables y contribuir al desarrollo económico local, lo que beneficia a toda la sociedad.

### **1.3.5 Contextualización del tema**

La minería es uno de los pilares de la economía en La Libertad y en Perú en general, la unidad minera Callanquitas es una operación importante en la región, y dentro de ella la galería 4139N es un área que requiere atención debido a las dificultades que ha enfrentado en sus procesos. Mejorar la perforación y voladura aquí es clave para que la mina siga siendo competitiva y cumpla con estándares de seguridad y eficiencia modernos. Por eso, este estudio responde a una necesidad real y actual dentro de la empresa y del sector minero en el país, buscando soluciones que tengan impacto directo y duradero.

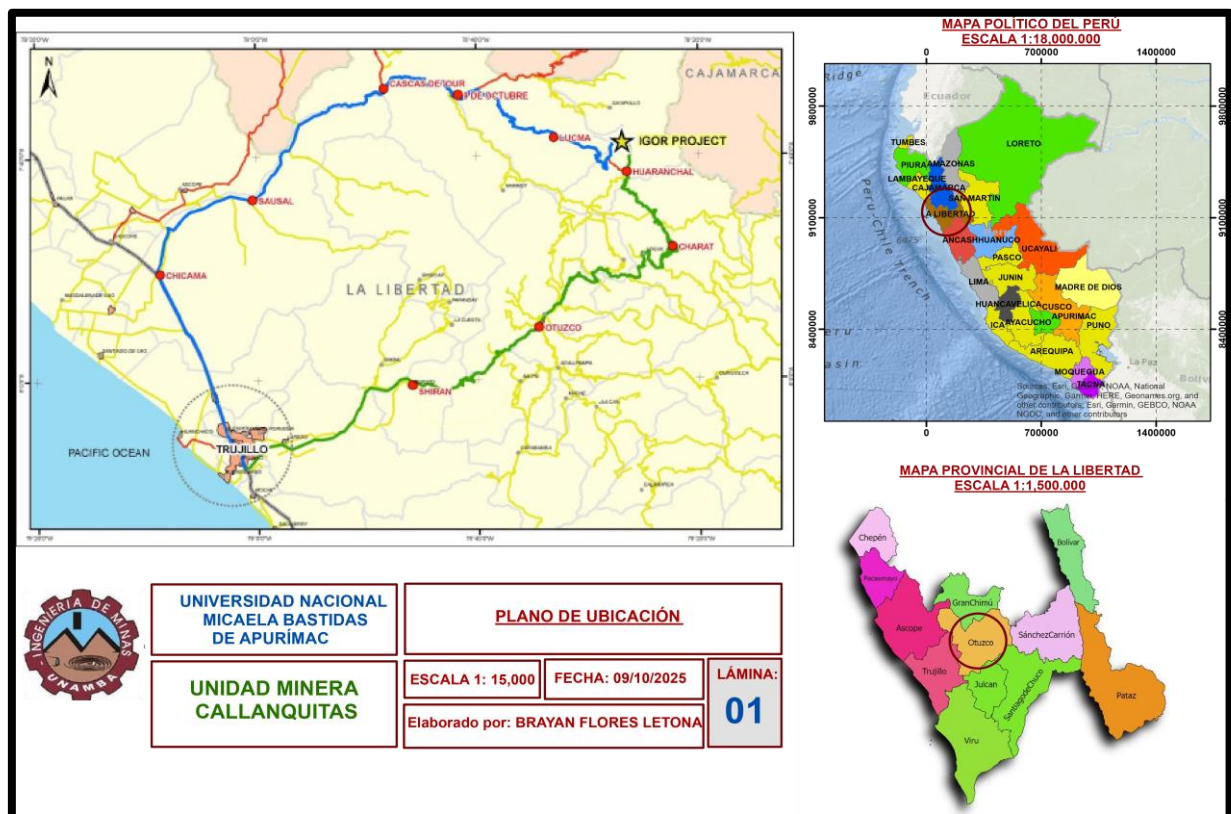
### **1.3.6 Importancia de la investigación**

Esta investigación es valiosa porque ofrece una solución concreta a un problema que afecta la productividad y seguridad de la mina. Además, los resultados pueden servir de guía para mejorar otras áreas similares, tanto en la misma unidad minera como en otras operaciones. También aporta al desarrollo profesional de quienes trabajan en minería, con conocimientos prácticos y actualizados. En resumen, esta tesis no solo ayuda a que la galería 4139N funcione mejor, sino que también contribuye al avance de la ingeniería de minas y al bienestar económico y social de la comunidad minera. Con una producción de 700Tm/día antes, y 860Tm/día después, se estandariza la sección de la galería, garantizando la seguridad por el mismo control en los hastiales y corona de la labor.

## **1.4 Ubicación y contextualización**

La mina Callanquitas está ubicada en el distrito de Huaranchal, provincia de Otuzco, departamento de La Libertad a una altitud promedio de 3400 m.s.n.m.; siendo accesible desde la ciudad de Abancay hasta Lima 905km y de Lima mediante la carretera Panamericana Norte hasta desvío Chicama, luego la Vía de Penetración a Lucmas con un desvío a la altura de Tambillo /Callanquitas con un tramo final a la mina con una distancia de 690Km.





FUENTE: Elaboración propia.

Figura 1 — Ubicación de la unidad minera Callanquitas.

## 1.5 Generalidades de la mina

### 1.5.1 Estratigrafía y metalogenia

La unidad minera Callanquitas se localiza en la parte central de la Cordillera Occidental de los Andes del Perú. En esta región, el contexto geológico está dominado por la Formación Chimú del Cretácico Inferior, compuesta por cuarciarenitas, lutitas oscuras y, en algunos sectores, capas de carbón. Esta unidad descansa sobre la Formación Chicama del Jurásico Superior, la cual está constituida por pizarras, areniscas alternadas, cuarcitas y esquistos de tipo arcilloso. En la zona es frecuente encontrar cuerpos intrusivos de naturaleza intermedia a félsica, formados entre el Eoceno y el Mioceno, que han contribuido significativamente a la formación de depósitos minerales relevantes en el área (Stracon S.A.C., 2022). Desde el punto de vista metalogénico, el proyecto Igor se encuentra dentro del cinturón epitermal de oro y plata que data del Oligoceno al Plioceno. Al norte, se identifican minas reconocidas como Yanacocha y Sayapullo; hacia el sur se localizan depósitos como Lagunas Norte, La Arena, Salpo, Quiruvilca, Pashpap y

Pierina. En dirección este, se extiende la zona de pórfidos de cobre y oro del Mioceno, que abarca proyectos como Minas Conga, El Galeno y Magistral.

Minas originales Igor y Tesoros están incluidas en un grupo de depósitos de oro diseminados en la región de Cajabamba-Huamachuco-Angasmarcha (CHA) en el norte de Perú, a los cuales se conoce como depósitos distales de oro en arenisca (Montoya, et al., 1995). Los depósitos de oro y plata Shahuindo y La Arena son ejemplos de este tipo de depósito. El Proyecto Igor exhibe varias de las características principales de un depósito de oro en arenisca, incluyendo: litología de roca hospedante, configuración estructural, alteración hidrotermal, y geoquímica. Este tipo de target a gran escala con potencial bulk minable no ha sido un foco significativo de exploración en Igor en el pasado, pero constituye un target importante de exploración para PPX. El departamento de geología considera que el área target en Portachuelos también posee estas características geológicas.

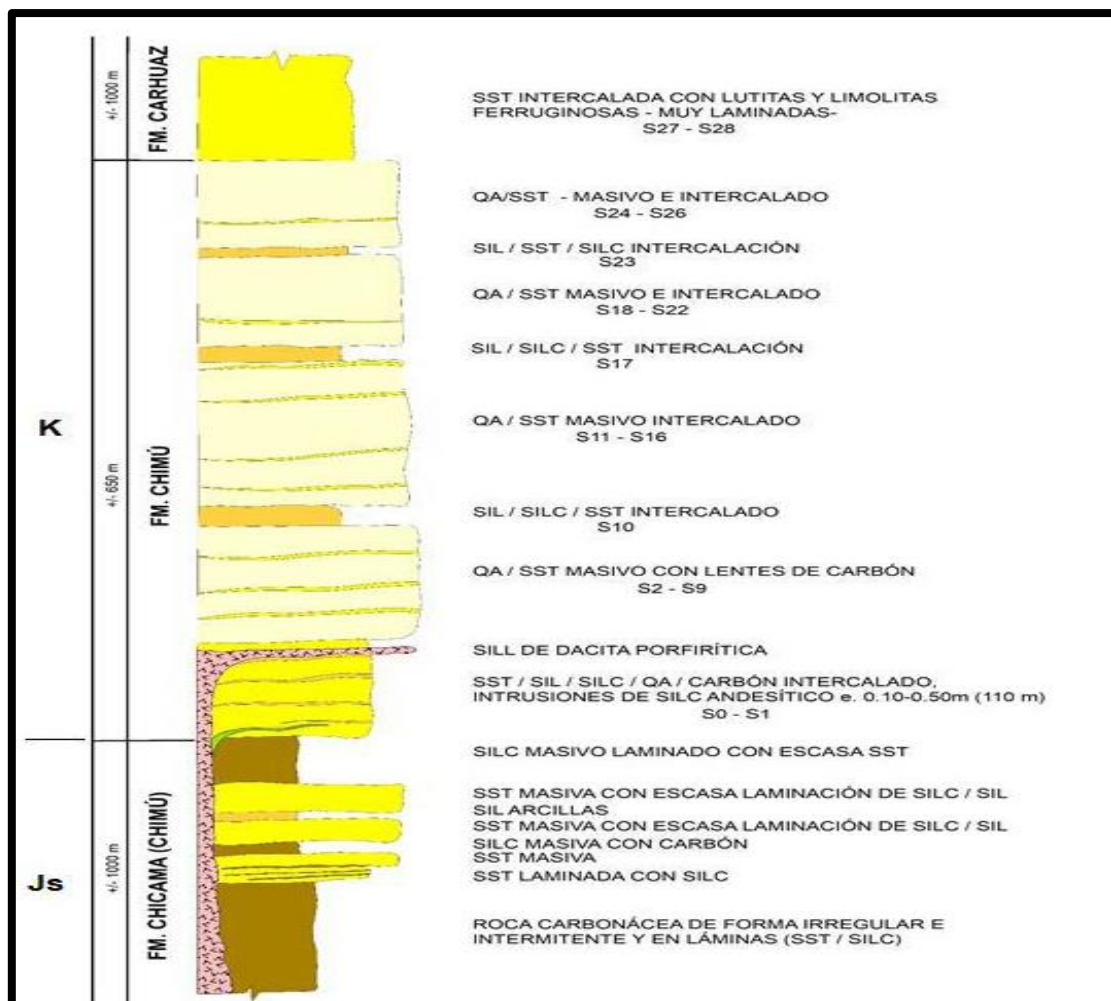
PPX Mining se concentrará en la expansión y desarrollo de la mineralización de oro y plata de alta ley con fuerte control de la estructura Callanquitas, y evaluará al mismo tiempo el potencial para minar en bulk la mineralización de oro y plata de baja ley en tesoros y portachuelos, los cuales son targets que podrían expandir de forma considerable la base de recursos de metales preciosos en Igor. Sin duda, el proyecto Igor es un proyecto a escala de distrito con potencial para explotar múltiples depósitos de oro y plata (Stracon S.A.C., 2022).



ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDADES ESTRATIGRAFICAS		ESTRUCTURAL
CENOZOICO	PALEOGENO	INFERIOR	Kti-vca	Volcánico Calipuy	Falla
		SUPERIOR	Ki-pa	Formación Pariatambo	
			Ki-chu	Formación Chulec	
MESOZOICO	CRETACEO	SUPERIOR	Ki-l	Formación Inca	Anticlinal
			Ki-fa	Formación Farrat	
			Ki-ca	Formación Carhuaz	
		INFERIOR	Ki-sa	Formación Santa	Falla Inerida
			Ki-chi	Formación Chimú	
			Js-Chic	Formación Chicama	
		JURASICO	SUPERIOR		

FUENTE: Área de geología Proyectos La Patagonia, 2024.

Figura 2 — Unidades litoestratigráficas.



FUENTE: Área de geología Proyectos La Patagonia, 2024.

Figura 3 — Columna estratigráfica de mina Callanquitas-formación chimú.



a) **Formación Chimú**

La Formación Chimú está integrada esencialmente por rocas de origen metamórfico, siendo las cuarcitas las más representativas. Esta unidad corresponde a los estratos más antiguos del Cretácico Inferior y aflora principalmente en las zonas suroccidental (en el flanco oeste) y noroccidental (en el flanco este) de la Cordillera Negra. En un contexto regional, se identifica por secuencias de areniscas y cuarcitas de tonos que varían entre blanco y gris, compuestas por granos de tamaños que van desde finos hasta gruesos, y que presentan una forma subredondeada. Estas litologías suelen estar acompañadas por capas delgadas de lutitas y pizarras, generalmente de colores (Stracon S.A.C., 2022).

b) **Formación Carhuaz**

Desde el punto de vista litológico, la Formación Carhuaz se caracteriza por un espesor considerable de lutitas con contenido arenoso, las cuales exhiben un color marrón rojizo y se disponen en estratos delgados. En su composición se distinguen intercalaciones de limonita de tonalidad rojo amarronada, distribuidas en capas de grosor medio a grueso, junto con cuerpos de cuarcita que presentan un color pardo grisáceo con reflejos rojizos, efecto del proceso de meteorización. En sus secciones más profundas, se encuentran niveles adicionales con rasgos similares a los descritos previamente (Stracon S.A.C., 2022).

c) **Formación Chicama (Js-Chic)**

La Formación Chicama está compuesta por una variedad de rocas sedimentarias que afloran principalmente en las zonas elevadas de la cuenca del río Jequetepeque, donde los cambios de color en la superficie de los afloramientos son frecuentes. Sus características predominantes incluyen lutitas oscuras, de tonalidad negra, laminadas y frágiles, acompañadas por delgadas capas intercaladas de areniscas grises. En estas unidades es común encontrar nódulos oscuros de pirita, algunos de ellos con fósiles parcial o totalmente piritizados, así como manchas blanco-amarillas generadas por eflorescencias de sales de alumbre (Stracon S.A.C., 2022).

En las proximidades del puente sobre el río Crisnejas, los efectos del intemperismo provocan un color rosáceo en la formación, lo cual puede inducir a confusión con la Formación Carhuaz. En dicha zona, se observa una mayor presencia de sedimentos arenosos de tonalidad rojiza, y las lutitas muestran colores más claros, tendiendo al marrón suave. Asimismo, se identifican cuerpos intrusivos andesíticos de color gris verdoso, con extensiones superiores a un kilómetro, y finas vetas de yeso que cortan transversalmente los estratos.

En ocasiones, se observan horizontes arcillosos con alto contenido de alúmina dentro de las lutitas oscuras con intercalaciones de areniscas marrones, lo cual les da un valor potencial como materia prima para la fabricación de productos cerámicos. Estas rocas tienen una consistencia blanda debido a su elevado contenido de limo y arcilla, lo que favorece la formación de un relieve suavemente ondulado (Stracon S.A.C., 2022).

En el área analizada no se ha logrado observar la base de esta formación, aunque se presume que reposa de manera discordante sobre calizas pertenecientes al Grupo Pucará o sobre otras unidades geológicas. En cuanto al contacto superior con la Formación Chimú, aunque a simple vista parece ser concordante, es posible que exista una discordancia paralela que no es evidente superficialmente (Stracon S.A.C., 2022).

El sector oriental presenta una compleja deformación tectónica que dificulta la estimación precisa del espesor estratigráfico. Sin embargo, hacia el oeste, los estratos aparecen con menor grado de deformación, salvo por algunas intrusiones de menor magnitud que provocan ciertas alteraciones. Pese a ello, se calcula que el grosor total de la unidad oscila entre los 800 y los 1,000 metros.

La presencia de la Formación Chicama define el margen oriental de la cuenca de sedimentación, aunque sus facies marginales son escasamente visibles por la cobertura de flujos retrabajados o por procesos de erosión. Sus depósitos



son de origen marino, y tanto la composición litológica como la abundancia de pirita sugieren un ambiente sedimentario anóxico, con condiciones reductoras. Las zonas donde se presentan tonalidades rojizas junto con una mayor proporción de areniscas podrían representar el borde de esta cuenca, ya que está documentado que los sedimentos del Titoniano no se extendieron más allá del flanco occidental del Geoanticlinal del Marañón. Hacia el este de este límite, los sobrecurrimientos disminuyen notoriamente. Es importante señalar que dicho límite coincide, en términos generales, con una gran curvatura estructural que abarca localidades como San Marcos, Matara, San Juan, Magdalena y el valle del río Jequetepeque, en Cajamarca, cambiando su orientación de sureste-noroeste a este-oeste (Stracon S.A.C., 2022).

### 1.5.2 Geología local

En el yacimiento Igor, las litologías dominantes incluyen cuarcitas, areniscas y lutitas pertenecientes a la Formación Chimú. Debajo de esta unidad, se encuentra la Formación Chicama, compuesta por areniscas, cuarcitas y lutitas ricas en carbono con presencia de pirita de origen singenético (Stracon S.A.C., 2022).

La concentración de metales preciosos en la zona está relacionada con un conjunto de estructuras como vetas, brechas y cuerpos mantiformes, con una orientación predominante de norte a sur. No obstante, también se han identificado estructuras secundarias alineadas en direcciones noreste-suroeste y noroeste-sureste, que son relevantes desde el punto de vista geológico. El oro y la plata constituyen los elementos metálicos de mayor valor económico. Desde un enfoque geoquímico, se ha detectado la asociación de elementos como arsénico y antimonios vinculados a la presencia de estos metales preciosos.

Si bien la presencia de metales base como plomo y zinc es escasa, su existencia es reconocible en ciertas zonas. Las concentraciones de cobre suelen ser bajas en superficie, pero muestran un incremento con la profundidad, especialmente en el sector conocido como Portachuelos. La oxidación ha afectado notablemente las estructuras mineralizadas, alcanzando profundidades considerables que pueden superar varios cientos de metros (Stracon S.A.C., 2022).



La naturaleza de la mineralización sugiere un sistema epitermal de baja a media sulfuración. Además, se han identificado señales que apuntan a un sistema de pórfido de cobre-oro subyacente al distrito de Igor. Este yacimiento alberga un sistema hidrotermal extenso que abarca todo el distrito, con cuatro zonas mineralizadas principales donde predominan los depósitos de oro y plata.

Callanquitas es una de las zonas mineralizadas donde se concentran importantes depósitos de oro y plata. La mineralización se distribuye a lo largo de estructuras orientadas en dirección norte-sur, abarcando un tramo de aproximadamente 900 metros de longitud y entre 200 a 300 metros de ancho. Esta zona permanece abierta hacia el norte, hacia el sur y en profundidad, lo que indica potencial de expansión mineral (Stracon S.A.C., 2022).

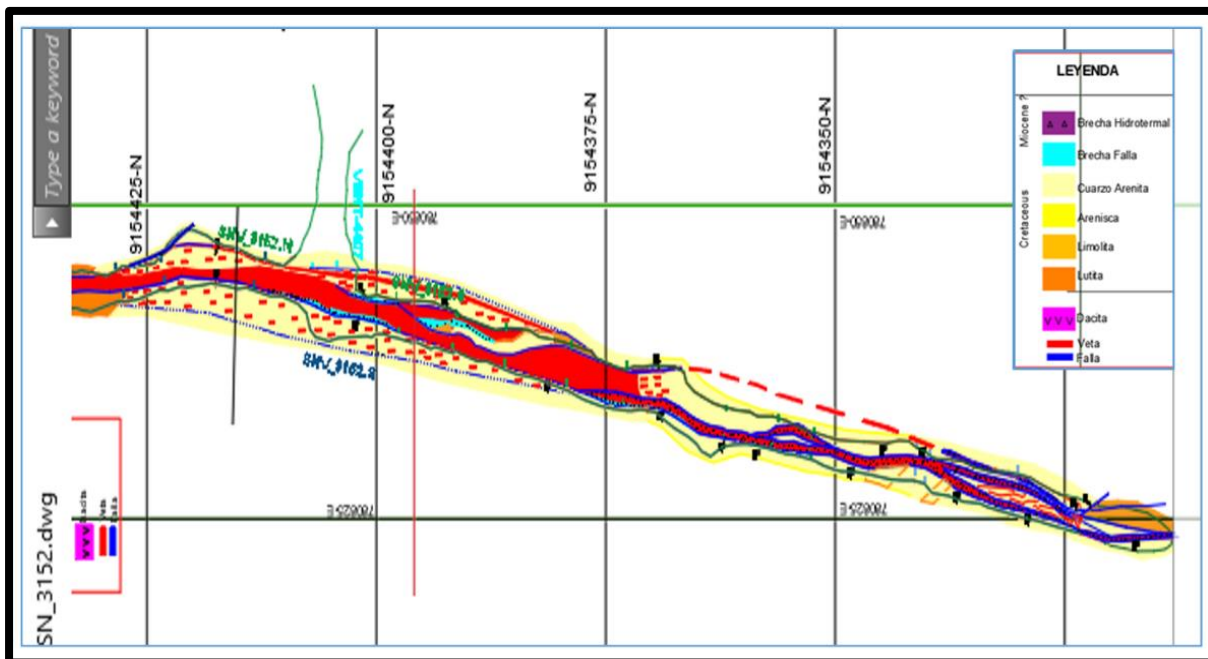
El estilo mineralógico se manifiesta a través de extensas zonas de brechas, tanto de origen tectónico como hidrotermal, las cuales contienen concentraciones significativas de metales preciosos. Se destacan sectores continuos con leyes elevadas de mineralización, como lo demuestra el sondeo de perforación diamantina CA-17 86, La mineralogía se presenta en brechas, se destacan leyes elevadas que perforaciones diamantinas se encontró a 3,3 metros con 27,72 gramos por tonelada de oro y 242 gramos por tonelada de plata. Esta área fue descrita en detalle en el Informe Técnico NI 43-101 publicado en diciembre de 2012.

- a) **Domo:** Corresponde a un sector ubicado sobre la cresta en el extremo sudeste del anticlinal de Igor, donde se identifican cuerpos mantiformes dispuestos paralelamente y vetas con orientación transversal. La distribución de los metales preciosos en esta área está influenciada por un conjunto de fallamientos estructurales que siguen una dirección noreste-suroeste, los cuales actúan como principales controles estructurales de la mineralización.
- b) **Tesoros:** Es una zona mineralizada compuesta por vetas, brechas y cuerpos mantiformes que se desarrollan a lo largo de una falla principal con orientación norte-noreste. En esta estructura se emplaza una intrusión de pórfido dacítico, acompañada por diques de fragmentos ("pebble dykes").



Uno de los sondeos históricos, el taladro 9d, interceptó un intervalo de 75,2 metros con una ley promedio de 3,1 gramos por tonelada de oro y 109 gramos por tonelada de plata, lo que representa un equivalente de 4,55 gpt en oro. Este resultado destaca el significativo potencial de esta área para albergar mineralización de alta ley susceptible de explotación a gran volumen (Stracon S.A.C., 2022).

- c) **Portachuelos:** Es un hallazgo reciente localizado a más de 800 metros al sur del yacimiento Callanquitas, y constituye una nueva zona con mineralización superficial de oro y plata, de baja ley, alojada en brechas de origen tectónico e hidrotermal. Esta área mineralizada se extiende a lo largo de aproximadamente 650 metros, con un espesor real que alcanza los 40 metros, y ha sido investigada mediante perforaciones hasta una profundidad de 130 metros. La distribución de los metales preciosos en Portachuelos muestra continuidad tanto en sentido vertical como horizontal, lo que indica un potencial abierto en todas las direcciones. Uno de los sondajes, el CA-18-94, registró una intersección de 40,2 metros con una ley promedio de 1,18 g/t de oro y 115,4 g/t de plata, equivalente a 2,72 g/t de oro, a una profundidad aproximada de 25 metros desde superficie. Este resultado subraya la presencia de recursos valiosos en esta zona. Además, ciertas lutitas del miembro superior de la Formación Santa funcionan como niveles guía, permitiendo identificar y diferenciar claramente cuatro horizontes mineralizados principales (Stracon S.A.C., 2022).



FUENTE: Área de geología Proyectos La Patagonia, 2024.

**Figura 4 — Perfil geológico de la zona mineralizada de oro y plata en Callanquitas.**

### 1.5.3 Geología estructural

La sucesión de sedimentos en la zona ha experimentado una intensa deformación estructural, evidenciada por plegamientos marcados, empujes y la presencia de fallas de gran magnitud que han fragmentado el terreno. El rasgo estructural predominante es un anticlinal de aproximadamente 3 kilómetros de longitud por 2 kilómetros de ancho. Dentro de esta unidad, las rocas sedimentarias han sido intruidas por numerosos cuerpos ígneos, incluyendo diques de dacita, salféizares y pequeños stocks. Estas intrusiones suelen estar asociadas con procesos de alteración hidrotermal de tipo fílico, caracterizados por la presencia de cuarzo, sericita y pirita. En algunas de las perforaciones a mayor profundidad se han detectado intervalos delgados con presencia de granodiorita (Stracon S.A.C., 2022).



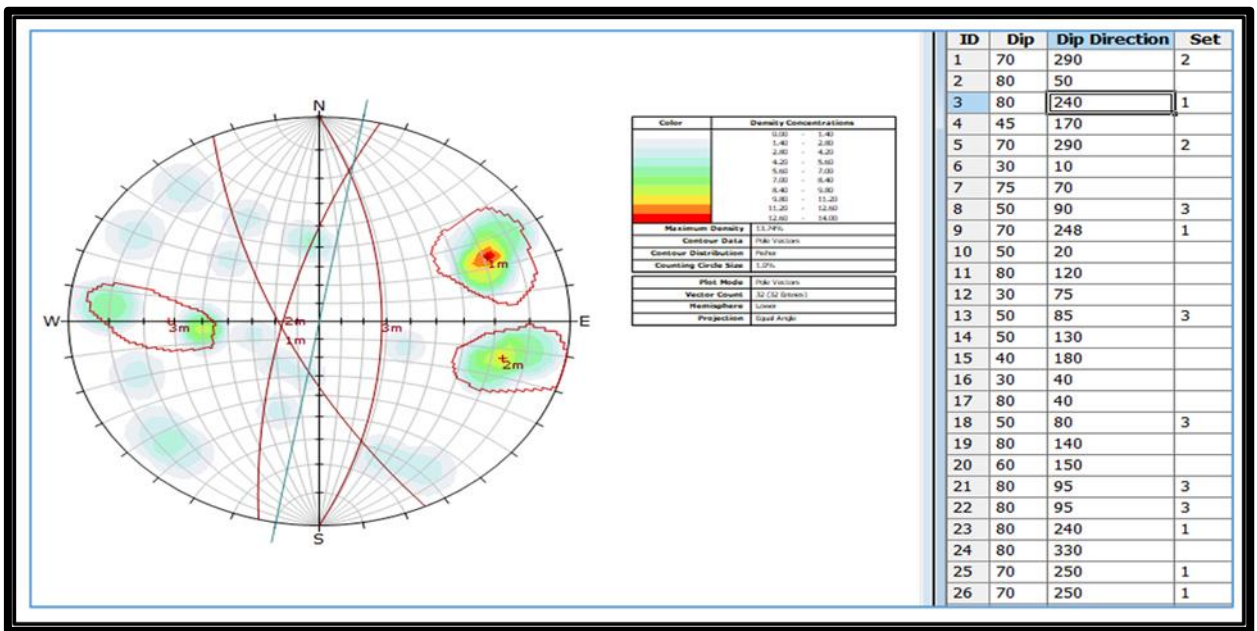
FUENTE: Área de geología Proyectos La Patagonia, 2024.

**Figura 5 — Representación esquemática de relación entre los sistemas de vetas Callanquitas Este y Oeste y el anticlinal.**

#### **1.5.4 Distribución de las discontinuidades**

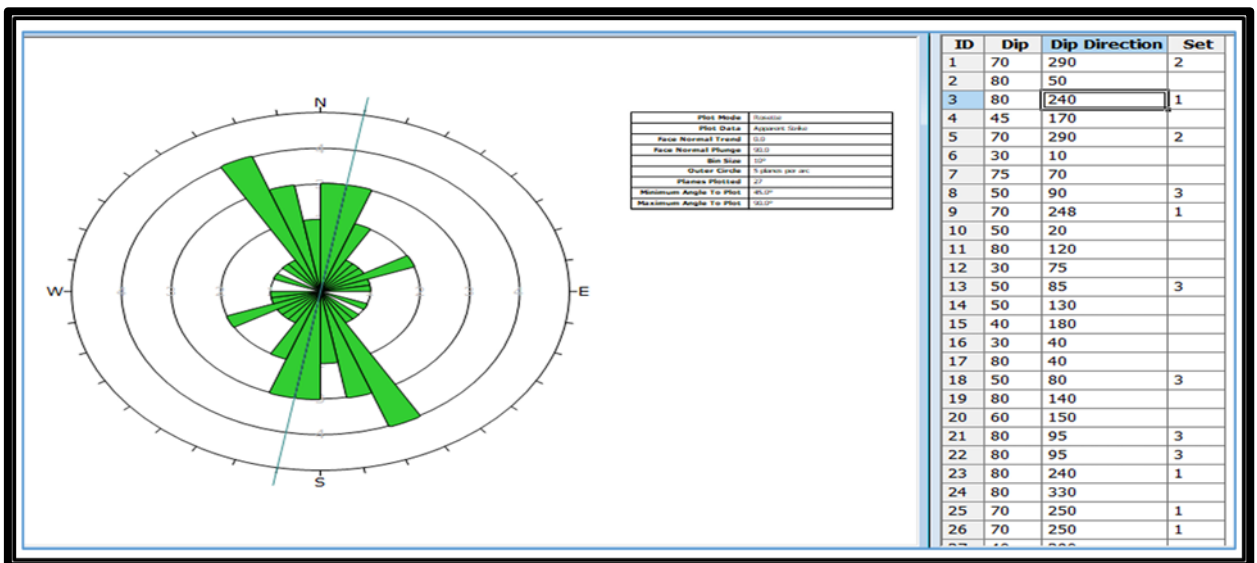
Los datos recopilados sobre la orientación de las discontinuidades fueron analizados mediante técnicas estereográficas, utilizando el software Rocscience versión 5,10. Este procesamiento permitió identificar las principales características estructurales del macizo rocoso, relacionadas con la distribución espacial de fracturas, planos de falla y otros elementos estructurales. A continuación, se presenta un resumen de los resultados obtenidos (Stracon S.A.C., 2022).





FUENTE: Área de geología Proyectos La Patagonia, 2024.

**Figura 6 — Distribución de las discontinuidades estructurales.**



FUENTE: Área de geología Proyectos La Patagonia, 2024.

**Figura 7 — Distribución de las discontinuidades estructurales**

En el análisis estructural determinan que las fallas constituyen las principales discontinuidades mayores, debido a su alta persistencia espacial y a sus propiedades mecánicas desfavorables que comprometen la estabilidad del macizo rocoso. Por otro lado, se han identificado como discontinuidades menores a los planos de estratificación, característicos de las formaciones sedimentarias, y a las diaclasas,



entendidas como fracturas sin desplazamiento apreciable o con movimiento mínimo (Stracon S.A.C., 2022). Del registro de datos en los afloramientos de las excavaciones subterráneas se han determinado la veta Callanquitas es una falla en sí que corta los estratos del anticlinal teniendo 2 sistemas importantes Se tiene 4 fallas principales.

- a) **Falla SE 1**, es fallamiento que no corta a la estructura sin embargo es de potencia de 4-6m. se cruzó en diferentes puntos con cimbras. 40/75.
- b) **Falla SE 2**, fallamiento de contacto entre lutitas y cuarzoarenisca potencia 2m es paralela y cercana a la falla SE 1 40/70. Lutitas bituminosas 1 que están al centro de la Rampa principal no son preponderantes ni dominantes se cruzan con pernos Split set y malla.
- c) **Lutitas bituminosas 2**, es la que corta a veta ramal y crea zonas de debilidad porque se pega a la veta y complica la caja piso, respecto a las estructuras menores.

### 1.5.5 Aspectos del minado

Evaluando los factores de selección del método de explotación: geometría de yacimiento, buzamiento, potencia, profundidad, características Geomecánicas del mineral y cajas; además, realizando la evaluación económica se prioriza por optar el método de explotación por Corte y Relleno ascendente / descendente. El mineral roto es cargado y extraído completamente del tajo, cuando todo el subnivel ha sido disparado, se construye una losa de concreto reforzado con estructura de fierro y vigas empotradas Cada 3,5m con fierro de 5/8” y enmallado con fierro de 1/2” un espesor de 0,30m a 0,40 m, luego se rellena el vacío generado es relleno con material estéril (relleno detrítico) para el soporte de las cajas, consiguiendo una plataforma para el próximo corte, el objetivo de la losa es no dejar puentes por el valor económico y la calidad de la misma veta. El material de relleno es de roca estéril proveniente de labores de desarrollo y preparación de la mina y es distribuido mecánicamente sobre el área tajeada.

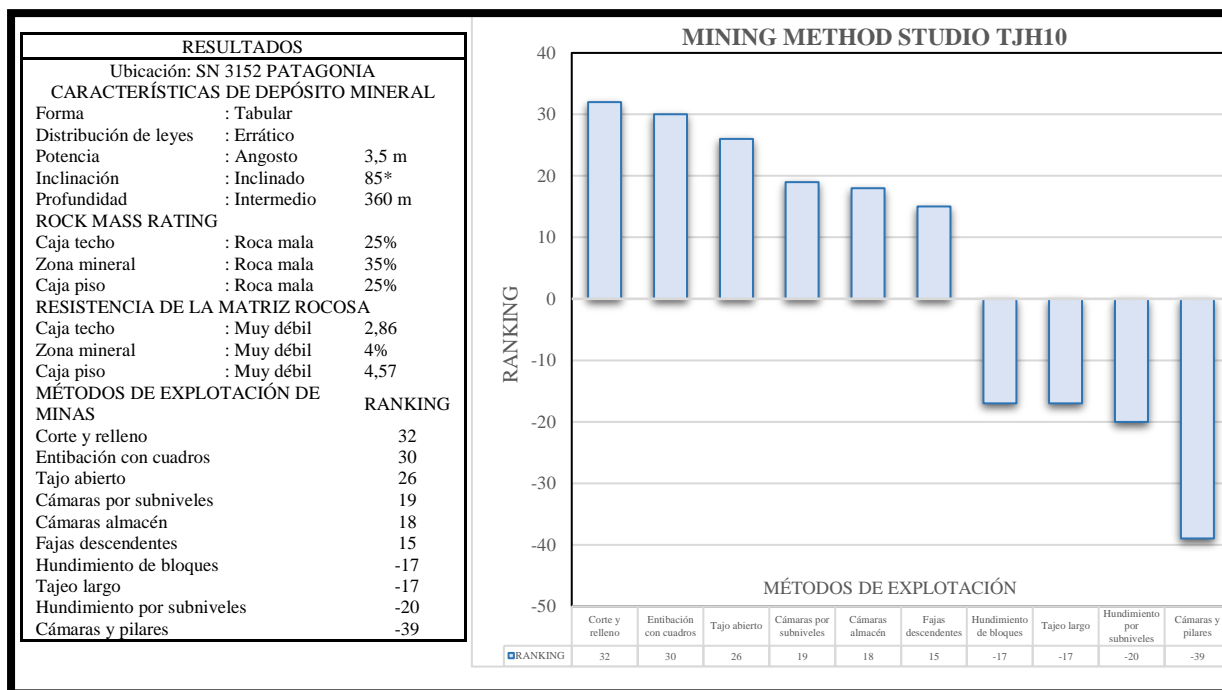
### **1.5.6 Estructura de la mina**

Las Labores de Desarrollo, contemplan Niveles Principales y Rampas; las labores de Preparación, están representado por accesos; finalmente, las labores de explotación, por subniveles y sus posteriores cortes (tajeos). Los tajos están señalados de acuerdo al nivel que se encuentran, la línea de referencia, la veta en la que se encuentra, el número de block y el grado de certeza; así tenemos, por ejemplo: TJ G10-B, que indica, que el tajo se encuentra en el el block G -10 y mineral probable. La rampa principal está desarrollada en roca cuarzoarenisca con RMR 45-55F/B-R, poseen una sección de avance 3,5m x 3,5m, con gradiente negativa (mínima) y positiva (máxima) de 13%. Los subniveles y tajeos con sección 2,4m x 2,7m en perforación horizontal tipo avance y breasting respectivamente.

### **1.5.7 Método de minado**

El método de explotación que se aplica es el de “Corte y Relleno ascendente Mecanizado con Relleno Detrítico”, mediante perforación horizontal tipo breasting y perforación sub vertical con Jack leg Realce por tramos; para la recuperación de puentes y tajeo con (breasting horizontal), en veta angosta se usa winches, veta ancha scoops. Es importante recalcar, que según las características de la mineralización se tiene una potencia de Veta que varía de 0,5m a 3,0m, siendo está una situación usual; pero, también se tiene vetas que van de 0,2m – 1,0m a más. Ejecución del acceso con pendiente que no supere 15%, según el rendimiento del equipo, en este caso: Scoop 2,2Yd3. Una vez interceptado el mineral se procede con la tajada horizontal en galerías sobre veta (sub-niveles), al terminar de tajar se procede a rellenar dejando un espacio entre el relleno y el techo de aproximadamente 0,50m, de manera que se tenga una cara libre para la Voladura (Breasting).





FUENTE: Área de planeamiento Proyectos La Patagonia, 2024.

**Figura 8 — Selección de método de explotación mediante el Mining Method Studio TJ H10.**

La técnica de perforación y voladura representa un método ampliamente utilizado en la extracción de roca, especialmente en formaciones geológicas donde el empleo de maquinaria convencional no resulta eficiente ni rentable. Esta metodología, por tanto, es aplicable en diversas actividades extractivas, tanto en minería como en obras civiles, donde se requiere movilización de grandes volúmenes de material. Su ejecución se fundamenta en realizar perforaciones estratégicas en el macizo rocoso para la posterior colocación de explosivos. La energía liberada tras la detonación permite la fragmentación del material, facilitando su posterior manipulación. En este contexto, se distinguen claramente dos campos tecnológicos: por un lado, la tecnología asociada a los equipos y técnicas de perforación, y por otro, la relacionada con el diseño y ejecución de las voladuras. Las perforaciones no se limitan únicamente al uso en voladuras, sino que también se aplican en actividades como la exploración geológica, drenajes, sostenimiento de estructuras, entre otras.

A lo largo del tiempo, los métodos de perforación han evolucionado gracias al desarrollo de nuevas tecnologías, aunque muchas técnicas antiguas han sido



reemplazadas por opciones más eficientes o adaptadas a condicionantes externos como costos o impactos ambientales (Bernaola, Castilla, Herrera 2013).

Camarena (2019) señaló en su investigación que el proceso de perforación está condicionado por la naturaleza del tipo de roca presente en la matriz, así como por la composición mineralógica de la misma. Indicó que las rocas de origen ígneo, al estar conformadas por minerales de alta dureza, dificultan la perforación y hacen que esta sea más lenta. En contraste, las formaciones sedimentarias, que contienen principalmente carbonatos, calcio y otros minerales blandos, permiten una perforación más eficiente y fluida.



## CAPÍTULO II

### OBJETIVOS E HIPÓTESIS

#### 2.1 Objetivos de la investigación

##### 2.1.1 Objetivo general

Determinar el rediseño de malla de perforación para optimizar la voladura con reducción de costos operativos en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.

##### 2.1.2 Objetivos específicos

- Determinar el rediseño de malla de perforación mediante el comportamiento del macizo rocoso en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.
- Determinar el rediseño de malla de perforación mediante los parámetros de voladura en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.
- Determinar la optimización de la voladura con reducción de costos operativos mediante la perforación y voladura en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.
- Determinar la optimización de la voladura con reducción de costos operativos mediante el avance de labores en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.



## 2.2 Hipótesis de la investigación

### 2.2.1 Hipótesis general

Con el rediseño de la malla de perforación se optimiza significativamente la voladura y se reduce los costos operativos considerablemente en galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.

### 2.2.2 Hipótesis específicas

- El rediseño de malla de perforación se modificará significativamente mediante el comportamiento del macizo rocoso en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.
- El rediseño de malla de perforación generará cambios significativos mediante los parámetros de voladura en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.
- La optimización de la voladura con reducción de costos operativos será muy significativo mediante la perforación y voladura en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.
- La optimización de la voladura con reducción de costos operativos será muy relevante mediante el avance de labores en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.

### 2.3 Operacionalización de variables

Tabla 1 — Operacionalización de variables

TIPO DE VARIABLE	NOMBRE DE LA VARIABLE	DIMENSIONES	INDICADORES
Variable independiente	1. Rediseño de la malla de perforación	1.1. Macizo rocoso	1.1.1. Estructura
			1.1.2. Características geomecánicas
			1.1.3. Propiedades geomecánicas y físicas
		1.2. Parámetros de voladura	1.2.1. Número de taladros
			1.2.2. Burden
			1.2.3. Espaciamiento
Variable dependiente	2. Optimización de la voladura con reducción de costos operativos	2.1. Perforación y voladura	2.2.1. Tipo de Explosivo
			2.2.2. Factor de Potencia
		2.3. Avance de labores	2.3.1 Dólares por metro de avance antes y después



## CAPÍTULO III

### MARCO TEÓRICO REFERENCIAL

#### 3.1 Antecedentes

##### 3.1.1 Antecedentes internacionales

- a) Poma et al. (2020), en su artículo científico titulado “Diseño de mallas de perforación y voladura para minería subterránea mediante el método Holmberg” tuvieron como objetivo optimizar el proceso de perforación y voladura en minería subterránea mediante el diseño de mallas usando el método Holmberg. Para ello, aplicaron un enfoque experimental inductivo de nivel correlacional, considerando parámetros del macizo rocoso y el índice de volatilidad de la roca. Los resultados mostraron que el método Holmberg alcanzó una eficiencia del 95%, reduciendo el tiempo total de perforación y voladura a 2 horas, comparado con 8 horas del método tradicional, que además presentaba menor eficiencia y mayor tiempo en corte y perforación. En cuanto a costos, el método Holmberg implicó un gasto de 2143.85 soles, menor al costo tradicional de 2820.75 soles, sin considerar pérdidas ni paradas de producción. Concluyeron que la implementación del método Holmberg permite una perforación y voladura más rápida, eficiente y económica, optimizando recursos y reduciendo costos operativos en minería subterránea.
  
- b) Zhang et al. (2025), en su artículo científico “Optimización y evaluación de voladuras suaves basadas en datos RSM-BBD y de nube de puntos” tuvieron por propósito optimizar y evaluar las voladuras suaves en la mina subterránea de Jianshan, en Panzhihua, para abordar los problemas de sobreexcavación y subexcavación que afectan la calidad de la ingeniería y la seguridad operativa. La metodología empleada consistió en determinar los parámetros constitutivos de Riede–Hiermaie–Thoma (RHT) basados en las propiedades de la roca del sitio, modificados mediante tomografía computarizada (TC) y simulaciones dinámicas utilizando el análisis de elementos finitos (Ls-dyna). Se utilizó el



método experimental de superficie de respuesta (RSM) para analizar la influencia de factores como el espaciamiento de pozos, el espesor de la capa de voladura lisa y el coeficiente de desacoplamiento de carga. Los resultados mostraron que, con un espaciamiento de barrenos de 0,6 m, un espesor de capa de 0,7 m y un coeficiente de 1,3, se logró el efecto óptimo de voladura. La optimización mejoró un 28 % la planitud de la pared en comparación con el esquema original, ofreciendo un método útil para minas inteligentes.

- c) Niu et al. (2024), en su artículo científico “Influencia del estrés y la geología en el momento más propenso al estallido de rocas en túneles de perforación y voladura: 25 casos de túneles” analizaron la influencia del estrés y la geología en el momento más propenso al estallido de rocas durante la perforación y voladura en túneles. Se examinaron 25 túneles con riesgo de estallido de rocas utilizando el método de agrupamiento para evaluar las características del tiempo más propenso (MPT) al estallido. Los resultados mostraron que el MPT varía según el túnel, con diferentes riesgos asociados. Se descubrió que, cuanto mayor es la tensión principal máxima y el ángulo entre esta y el eje del túnel, más temprano ocurre el estallido. Además, los factores geológicos, como las litologías, macro y microestructuras rocosas, también afectan el MPT. En particular, cuando la diaclasa interseca con la tensión principal máxima en un ángulo pequeño, el estallido ocurre antes. La dirección de la tensión, la resistencia a la compresión no saturada (UCS), la actitud de la diaclasa dominante y la magnitud de la tensión son los principales factores de control. Los resultados ofrecen una base para la evaluación del MPT y la implementación de estrategias de mitigación de riesgos.
- d) Liu, Yaosheng et al. (2024), en su artículo científico “Un método inteligente basado en la importancia de las características para controlar la sobreexcavación en túneles de perforación y voladura mediante la integración con la calidad del macizo rocoso” tuvieron por propósito desarrollar un método inteligente para controlar la sobreexcavación en túneles de perforación y voladura mediante la integración de la calidad del macizo rocoso y la optimización de los parámetros de voladura. La metodología utilizada consistió

en construir un modelo integral con tres funciones distintas, optimizando los hiperparámetros de siete algoritmos basados en árboles mediante el Algoritmo de Búsqueda Sparrow (SSA). Este modelo permitió predecir la sobreexcavación y analizar los mecanismos de influencia de los parámetros de entrada en este proceso, utilizando la Explicación Aditiva de Shapley para revelar la importancia de las características. Los resultados demostraron que el enfoque propuesto logró una reducción significativa de la sobreexcavación, con disminuciones del 12,8 % y 16,4 % en las áreas posteriores a la explosión, en comparación con los métodos tradicionales no mejorados. Las conclusiones sugieren que la integración de este enfoque inteligente y la optimización de parámetros es clave para mejorar la eficiencia en la excavación de túneles y minimizar los costos asociados a la sobreexcavación.

- e) Niu et al. (2022), en su artículo científico “Tipos y tiempo de ocurrencia de explosiones de rocas en túneles afectados por condiciones geológicas y procedimientos de perforación y voladura” tuvieron por propósito analizar los tipos y momentos de ocurrencia de estallidos de rocas en túneles afectados por condiciones geológicas y procedimientos de perforación y voladura. Para ello, diseñaron un método de caracterización de secuencias micro sísmicas (MS) y se utilizó un modelo LSTM (Memoria a Largo y Corto Plazo) para ampliar las muestras de secuencias MS y crear una base de datos que incluyera información geológica, de excavación, soporte y estallidos. Los resultados indicaron que el número y el espaciamiento de los planos estructurales afectan significativamente la frecuencia, intensidad y tipo de estallidos de roca. Los estallidos pueden ocurrir en todas las etapas del ciclo de voladura, siendo más frecuentes durante la etapa de eliminación de peligro y soporte, y menos frecuentes en la de voladura de perforación y carga. La secuencia MS se clasificó en cuatro tipos, los cuales mostraron una buena relación con el tiempo de ocurrencia de los estallidos. Las conclusiones proporcionaron valiosos criterios para la advertencia de estallidos y control de riesgos.
- f) Bilim, Çelik y Kekeç (2017), en su artículo científico “Un estudio sobre el análisis de costos de producción de agregados en función del diseño de



perforación y voladura” tuvieron por propósito analizar cómo el diseño de perforación y voladura afecta los costos de producción de agregados, recursos cruciales en proyectos de ingeniería como la construcción, la producción de carreteras y concreto prefabricado. La metodología empleada consistió en evaluar diversos parámetros de diseño, como el diámetro, la profundidad, la distancia y la carga del pozo, en una cantera seleccionada para la investigación.

Los resultados indicaron que factores como el diámetro y la carga del pozo tienen un impacto significativo en los costos totales de extracción, siendo esenciales en la optimización de los procesos de perforación y voladura. Las conclusiones sugieren que un diseño adecuado en estos procesos puede evitar aumentos innecesarios en los costos de producción, contribuyendo a la eficiencia y competitividad en el mercado de los agregados, especialmente considerando el crecimiento de la demanda impulsado por la expansión de la construcción y la infraestructura.

- g) Guamán (2016), en su investigación “Optimización de los procesos de perforación y voladura en el túnel Fase A-B de interconexión del proyecto Sopladora” tuvo por propósito optimizar los procesos de perforación y voladura en el túnel Fase A-B del proyecto hidroeléctrico Sopladora para evitar voladuras secundarias. La metodología consistió en estudiar las condiciones del macizo rocoso utilizando el método de Rune Gustafsson para calcular una malla de perforación optimizada y el método de Bieniawski para el levantamiento geológico. A partir de informes previos y trabajo de campo, se recopilaron datos sobre discontinuidades y se diseñaron planos geológicos y cálculos para la nueva malla de perforación. Se determinó el tipo de explosivo adecuado, sugiriendo el uso de Explogel Amón como carga de fondo y anfo como carga de columna para reducir costos. Los resultados mostraron que la optimización propuesta resultaba en un ahorro del 66% en el consumo de explosivos por voladura, mientras que el uso de la perforadora Jumbo reducía en un 50% los tiempos de perforación. Se concluyó que una correcta perforación y carguío de barrenos mejora significativamente el proceso de voladura. Se recomendó seguir esta estrategia para mejorar la eficiencia en la hidroeléctrica sopladora.

### 3.1.2 Antecedentes nacionales

- a) Buendía (2025), en su investigación “Optimización de la perforación y voladura en la construcción de la rampa negativa 7300 en la Unidad Minera Inmaculada, Ayacucho 2023” tuvo por propósito mejorar los procesos de perforación y voladura en una rampa subterránea, también incrementar el rendimiento de avance y minimizar los gastos operativos relacionados con la baja eficacia de los disparos. Empleando un enfoque experimental, de tipo aplicativo y nivel explicativo, se compararon datos recogidos en campo mediante una malla convencional con los resultados obtenidos al aplicar un nuevo patrón de perforación y voladura en una roca predominantemente andesítica (tipo IIIB). Los resultados revelaron mejoras sustanciales: se redujo el número de taladros cargados de 43 a 41, la longitud de perforación por disparo se acortó en 7.92 metros, y el factor de carga lineal disminuyó en 4,80 kg/m. Asimismo, la sobrerotura bajó significativamente del 19,70% al 8,30%, mientras que el avance promedio por disparo aumentó de 3,10 m a 3,39 m gracias al uso de un arranque hexagonal con burden de 0,25 m. En conclusión, se logró una optimización económica al reducir el costo unitario por metro de 359,69 a 304,72 dólares.
- b) Córdova y Pumapillo (2024), en su investigación “Optimización del ciclo de perforación y voladura para Reducir los Costos Operativos de la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti – Ancash – 2021” tuvieron por propósito optimizar el ciclo de perforación y voladura para disminuir los costos operativos en la Rampa 100 de la zona Caridad, perteneciente a la Unidad Minera Huancapeti, en Áncash. La investigación aplicó un enfoque cuantitativo, de tipo descriptivo y diseño causa-efecto, proponiendo un nuevo esquema técnico que incluyó la evaluación del tiempo de perforación, velocidad, parámetros operativos y análisis económico de cada etapa del proceso. Los resultados evidenciaron una reducción del costo de perforación de 67,54 a 56,84 dólares por metro, y en voladura de 86,66 a 70,09 dólares por metro, producto del rediseño del frente de perforación y el uso eficiente de explosivos. Esta mejora se relacionó directamente con la disminución del número de taladros por ciclo, lo que permitió un menor consumo de insumos



sin afectar la efectividad del minado. En conclusión, la implementación del nuevo modelo técnico permitió una reducción global de costos de 495,25 a 434,31 dólares por metro, cumpliendo con los objetivos propuestos y mejorando la rentabilidad de la operación.

- c) Prieto y Patiño (2024), en su investigación “Reducción de costos operativos por consumo de aceros de perforación T38, utilizados para el minado por el método de explotación sub level stoping Caso de estudio” tuvieron por propósito disminuir los gastos operativos asociados al uso de aceros T38 en perforaciones realizadas mediante el método sublevel stoping, aplicado en la unidad minera Alfa. La metodología consistió en diseñar e implementar un procedimiento integral enfocado en optimizar el rendimiento del tren de varillaje utilizado durante la perforación de taladros largos. Como resultado, se logró reducir el costo promedio por metro perforado de 1,78 USD a 1,56 USD en las tres áreas analizadas, lo que representó una disminución del 19% respecto al valor real inicial y del 12,4% en comparación con el costo planeado.

Además, la nueva estrategia operativa permitió prolongar la durabilidad de los equipos de perforación y minimizar las interrupciones, lo que se tradujo en un aumento de la producción total en 7234, 30 toneladas métricas. En conclusión, la implementación de un procedimiento técnico adecuado generó mejoras significativas tanto en la eficiencia económica como en la productividad del proceso extractivo.

- d) Quispe (2023) en su investigación “Diseño de la malla de perforación y voladura precorte para el control de estabilidad del macizo rocoso Cmh, 2023” tuvo por propósito analizar en qué medida el diseño de la malla de perforación y voladura tipo precorte contribuyó al control de la estabilidad del macizo rocoso en el frente TJ1995 de la unidad minera acumulación Parcoy, ubicada en La Libertad. La investigación fue de tipo aplicada, con enfoque cuantitativo, centrada en resolver problemas técnicos mediante la recolección y análisis de datos empíricos que permitieran validar hipótesis y extrapolar los hallazgos a contextos similares. Se empleó una metodología orientada a la evaluación de parámetros técnicos en voladura controlada, considerando las propiedades

geológicas y geotécnicas del terreno. Los resultados evidenciaron que un diseño adecuado de la malla de precorte, incluyendo la disposición estratégica de los taladros, su espaciamiento y la carga explosiva empleada, permitió generar un plano de fractura definido, lo que resultó crucial para mantener la integridad del macizo rocoso. En conclusión, se confirmó que la aplicación de un diseño técnico de malla de precorte tuvo un efecto significativo en la mejora de la estabilidad estructural del macizo intervenido.

- e) Quispe Agüero, Silvia y Torpoco (2023), en su investigación “Diseño de la malla de perforación y voladura, para mejorar la fragmentación del macizo rocoso, galería principal, Mina APMINAC Pulpera” tuvieron por propósito optimizar el diseño de la malla de perforación y voladura para mejorar la fragmentación del macizo rocoso en la galería principal de la mina Apminac-Pulpera, ubicada en la veta Julia, zona Ancasillo. Se aplicó una metodología comparativa entre el diseño actual y un modelo mejorado, basado en el análisis geomecánico del macizo rocoso tipo III-A y en la evaluación de parámetros operativos como eficiencia de perforación, voladura y fragmentación. En el diseño vigente, se evidenciaron múltiples deficiencias como sobre rotura, mala alineación de taladros y aumento de dilución, lo que incrementó los costos por sostenimiento y uso de explosivos. El modelo propuesto logró un avance lineal de 2,0 metros, redujo la sobre rotura a menos del 4 % y alcanzó eficiencias del 88 % en perforación y 95 % en voladura, con granulometría menor a 8 pulgadas. En conclusión, el rediseño de la malla permitió optimizar los ciclos de minado, disminuir costos operativos y mejorar la calidad de la fragmentación del macizo.
  
- f) Cuellar y Valverde (2022), en su investigación “Optimización de los Índices de Perforación y Voladura en el Avance de la Rampa Patrick IV para la Reducción de Costos Operacionales, en la U.M. San Andrés CIA. Minera Marsa 2021” tuvieron por propósito optimizar los índices de perforación y voladura en la construcción de la Rampa Patrick IV, perteneciente a la Unidad Minera San Andrés de la Compañía Minera Marsa, con el propósito de disminuir los costos operativos generados por la sobrerotura. El estudio, de tipo

aplicativo y enfoque experimental, aplicó modificaciones en la potencia de los explosivos y en la sobreperforación, utilizando sismógrafos para evaluar el desempeño de las voladuras. Como resultado, se evidenció una mejora en los indicadores clave de desempeño (KPI) relacionados con la perforación y voladura: el factor de carga disminuyó de 25 a 23,280 kg/m, y el factor de potencia bajó de 1,29 a 1,05 kg/m<sup>3</sup>. A pesar de estos avances, el KPI de sobrerotura no alcanzó la meta esperada, presentando un exceso del 9,41% sobre lo planificado. En conclusión, aunque se logró una mejora técnica y económica en los procesos evaluados, se reconoció la necesidad de implementar propuestas adicionales de voladura controlada para mitigar completamente la sobrerotura en futuras etapas.

- g) Romani (2019), en su investigación “Diseño de mallas de perforación y voladura para optimizar avances y sobre rotura Nv. 1225 - Mina Andaychagua - VCM S.A.A.” tuvo por propósito analizar el impacto del diseño de mallas de perforación y voladura en la mejora del avance y control de la sobrerotura en el Nivel 1225 de la Mina Andaychagua, perteneciente a Volcan Compañía Minera S.A.A. La investigación tuvo como propósito identificar la influencia de estos diseños en la eficiencia operativa, frente a las dificultades evidenciadas en los avances subterráneos y el exceso de sobrerotura. Se aplicó un enfoque descriptivo con base científica, de tipo aplicado, utilizando como muestra los frentes Bp. 1225E (4,5 m x 4,5 m) y ACC 261 (4,0 m x 4,0 m). Se realizaron pruebas de voladura en dichos frentes, logrando un promedio de avance de 3,02 m por disparo, con un rendimiento del 95% respecto a la longitud de los taladros, salvo un caso afectado por una falla geológica que redujo el avance a 2.20 m. La sobrerotura promedio registrada fue de 4,86%. En conclusión, se comprobó que una adecuada configuración de mallas influye de forma positiva en la optimización del rendimiento de avance y en el control del daño colateral en la roca.

### 3.1.3 Antecedentes locales

- a) Cruzado (2018), en su investigación “Optimización de perforación y voladura reduciendo el diámetro de perforación de 36mm a 32mm y usando fanel de micro-retardo en cr- se1 nv-2670 de ecm marose s.a.c. – cia. poderosa s.a.”



concluye que con el uso de Faneles de la serie MS los costos de P&V varían debido a la reducción del Factor de Carga de 24.03kg/m a 21.58kg/m (esto debido a que se implementa el uso de una menor longitud de carga), al cambio de broca de 36mm por la de 32mm, esta última más barata; y al perforar con broca de 32mm tiene una gran influencia en el tiempo de perforación (reducción del 16% de tiempo de perforación), reduciendo el costo por mano de obra en 7.35%.

- b) Cuyubamba (2019), en su investigación “Zonificación geomecánica para optimizar el diseño de malla de perforación y voladura -unidad minera Parcoy – Consorcio Minero Horizonte s.a.” obtuvo la zonificación geomecánica permite optimizar significativamente el diseño de la malla de perforación y voladura en la Unidad Minera Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A. En el trabajo de zonificación geomecánica, se determinó la clasificación de la calidad de la masa rocosa mediante el uso de la clasificación geomecánica de Bieniawski, del cual se obtuvo que la masa rocosa del Nivel 2265 tiene un índice RMR entre 31 a 40, esto significa que la roca es de calidad IV A, que se cataloga como roca mala. En la voladura controlada se utiliza en los contornos 35 taladros, 18 con cargas explosivas distanciadas y desacopladas, con cinco cartuchos cada uno para una perforación de 10 pies; y los otros 17 taladros se dejan sin carga.

## 3.2 Marco teórico

### 3.2.1 Rediseño de malla de perforación

Una malla de perforación es una disposición geométrica de taladros en un frente de trabajo subterráneo, que determina la ubicación, profundidad y orientación de cada taladro. El diseño adecuado de esta malla influye directamente en la fragmentación de la roca, impactando la eficiencia de procesos posteriores como la carga, transporte y molienda en operaciones mineras subterráneas. (Velásquez, J.E.S.M. 2018.).

### 3.2.2 Macizo rocoso

La resistencia, grado de fracturamiento, orientación de las discontinuidades y presencia de humedad o alteraciones geológicas son elementos fundamentales en la

respuesta del macizo a la voladura. La clasificación geomecánica del macizo, mediante sistemas como el RMR de Bieniawski o el Q de Barton, permite seleccionar parámetros adecuados de burden y espaciamiento, así como determinar la necesidad de voladuras suaves o controladas (Barton, Lien y Lunde 1974). Un macizo rocoso competentemente clasificado permite mayor agresividad en el diseño; en cambio, uno fracturado requiere diseños más conservadores para evitar sobrerotura o caída de techos.

**a) Características geomecánicas**

Para llevar a cabo la caracterización geomecánica del macizo rocoso, se registra a detalle de las distintas discontinuidades existentes en cada una de las unidades litológicas identificadas (Stracon S.A.C., 2022).

**b) Propiedades geomecánicas y físicas**

Las propiedades geomecánicas describen el comportamiento del macizo rocoso bajo diferentes condiciones de carga y son cruciales para diseñar operaciones mineras seguras y eficientes, las propiedades físicas influyen en la respuesta de la roca frente a procesos como perforación y voladura (Bieniawski, Z.T., 1989).

**3.2.3 Parámetros de voladura**

**a) Burden**

El burden se define como la distancia perpendicular entre un taladro de perforación y la cara libre más cercana (superficie expuesta) en el momento de la detonación. Es uno de los factores clave que determina la eficiencia de la fragmentación de la roca. Un burden adecuado contribuye a una voladura controlada y efectiva. (Konya, C.J., 1990).

**b) Espaciamiento**

El espaciamiento ( $S$ , spacing) se refiere a la distancia entre taladros adyacentes en una misma fila de la malla de perforación. Junto con el burden, define el patrón geométrico de la malla. Afecta la interacción entre las zonas de influencia de los taladros detonados. (Konya, C.J., 1990).



**c) Número de taladros**

El número de taladros se refiere a la cantidad de perforaciones realizadas en un frente de trabajo subterráneo para alojar explosivos con el objetivo de fragmentar un volumen determinado de roca. Es un parámetro clave en el diseño de voladuras que influye en la fragmentación, eficiencia de la voladura y seguridad. Depende de factores como la geometría del frente, propiedades del macizo rocoso, tipo de explosivo y objetivos operativos (Exsa S.A., 2018).

**3.2.4 Operaciones unitarias**

**a) Perforación:** La actividad de perforación de avance y de tajeo se realiza con perforación manual Jack leg. Consumo de aceros brocas y barras elevado debido a avances en cuarzoarenisca con una resistencia a la compresión superior a los 180Mpa.

**b) Voladura:** Para la voladura en tajeos y avances se está usando, EMULSIÓN y como accesorios de voladura: el Carmex, la emulsión depende del tipo de trabajo Emulsión de 1000 para los tajeos sea en realce o breasting u avances en mineral Emulsión de 3000 para La rampa principal y avances en desmonte (Stracon S.A.C., 2022).

**c) Desatado:** El procedimiento convencional para el desatado se lleva a cabo utilizando un conjunto de barretillas de diferentes longitudes: 4, 6, 8, 10 y 12 pies. Esta labor se realiza en equipos de dos personas, siguiendo estrictamente una secuencia segura: se comienza desde una zona ya estabilizada hacia el área pendiente de desatar. Durante la operación, uno de los operarios se encarga de iluminar la zona de trabajo, mientras que el otro ejecuta el desatado propiamente dicho, asegurando así una adecuada visibilidad y protección en todo momento (Stracon S.A.C., 2022).

**d) Limpieza, acarreo y transporte:** Esta actividad se realiza mediante equipos Scooptram (2,2yd<sup>3</sup> y de 1,8yd<sup>3</sup> y ), desde las labores de explotación hasta las cámaras de carguío a Dumper de 10 ton el cual evacua el mineral a superficie y se clasifica por tajeos en cancha 3290 para luego ser transportados a fuera de la unidad por volquetes de 30 Ton a planta (Stracon S.A.C., 2022).



- e) **Sostenimiento:** La finalidad del sostenimiento es mantener la integridad estructural del macizo rocoso que rodea las labores subterráneas, evitando su debilitamiento tras las excavaciones. Para lograr este propósito, se emplean sistemas de refuerzo específicos en zonas críticas como intersecciones, los cuales incluyen barras helicoidales de acero ancladas con lechada o cartuchos de cemento, combinadas con anclajes tipo *Split Set* de 5 pies y malla electrosoldada para una cobertura integral del área intervenida (Stracon S.A.C., 2022).
  
- f) **Relleno del Tajeo:** Una vez concluida la extracción del mineral a lo largo de todo el subnivel y tras dejar completamente libre de material la zona intervenida, se procede con el proceso de relleno. En todas las áreas operativas se utiliza relleno detrítico en su totalidad, procurando que el mismo presente un contenido de humedad no mayor al 5% y una fragmentación adecuada que facilite su compactación. Este material proviene de las labores de desarrollo y preparación de la mina, y su transporte hacia los tajos se realiza mediante scoops de 2,2 yardas cúbicas de capacidad. (Stracon S.A.C., 2022).
  
- g) **Registro de datos:** La recopilación de información geomecánica se realiza mediante el mapeo de las masas rocosas expuestas en las galerías subterráneas, para ello se aplicó el “método directo por celdas de detalle”, el cual permitió un análisis sistemático y preciso. Asimismo, se obtuvieron datos empíricos sobre la resistencia de la roca intacta utilizando una picota, permitiendo ubicarla dentro de un rango estimado de dureza. También se evaluó el grado de fracturamiento mediante el cálculo del RQD (Rock Quality Designation) en campo, complementado con la determinación del GSI (Geological Strength Index) (Stracon S.A.C., 2022).
  
- h) **Aspectos litológicos:** Las propiedades litológicas del macizo rocoso en la zona actualmente explotada de la mina Callanquitas están directamente relacionadas con las unidades geológicas presentes. Parte de la mineralización, específicamente las vetas Callanquitas Este y Oeste, se encuentra alojada en

rocas de la Formación Carhuaz, donde predominan las cuarzoareniscas y lutitas, acompañadas por intercalaciones de areniscas y limonitas.

Cabe destacar que la masa rocosa ha sido sometida a diversos procesos de alteración hidrotermal, los cuales han modificado sus propiedades físicas y mecánicas, tanto de forma positiva como negativa. En el caso de las areniscas, la silicificación ha contribuido favorablemente al mejorar su comportamiento estructural, transformándolas en cuarzoareniscas con mayor estabilidad. Por el contrario, las lutitas y limolitas, que se ubican mayoritariamente en la caja techo de las vetas, presentan pérdida de resistencia al encontrarse bajo condiciones de humedad y esfuerzo, debilitando tanto la roca matriz como sus discontinuidades.

Adicionalmente, en los alrededores de la mineralización se identifican brechas de falla. Estas estructuras resultan perjudiciales cuando son altamente porosas, pero pueden considerarse estables si presentan una textura masiva y compacta (Stracon S.A.C., 2022).

### **3.2.5 Optimización de la voladura con reducción de costos operativos**

La optimización de la voladura en minería subterránea implica ajustar parámetros como el diseño de la malla de perforación, cantidad y tipo de explosivo, secuencia de detonación y tiempos de retardo para mejorar la fragmentación de la roca, reducir costos operativos y aumentar la seguridad (Exsa S.A., 2018).

### **3.2.6 Perforación y voladura**

La optimización de mallas en minería subterránea consiste en ajustar los parámetros geométricos del patrón de perforación (burden, espaciamiento, longitud y diámetro de taladro, entre otros) para lograr una fragmentación uniforme del macizo rocoso, con el menor uso posible de explosivos, reduciendo además vibraciones, sobreexcavación y costos (Condor et al. 2023).

El diseño adecuado de la malla es fundamental para controlar el volumen de roca removida y minimizar daños estructurales. En el contexto moderno, esto se traduce



en un enfoque multivariable que considera factores geomecánicos, logísticos y económicos (Zong 2016).

- a) **Eficiencia energética del explosivo:** Se refiere al grado en que la energía liberada por el explosivo es utilizada efectivamente para fragmentar la roca. Una malla bien optimizada asegura que la mayor parte de la energía se concentre en la zona de trabajo, evitando pérdidas por vibración, rebote de roca o sobredestraste (Yilmaz 2023).
- b) **Fragmentación adecuada:** Es la obtención de un tamaño de roca fragmentada que permita una manipulación eficiente por parte de los equipos de carguío y transporte, como scooptrams o volquetes. Fragmentaciones inadecuadas generan cuellos de botella, daños en maquinaria o pérdida de recuperación de mineral (Montaño et al. 2023).
- c) **Método de carga y secuenciamiento:** El patrón de iniciación y el orden en que se disparan los taladros determinan la dirección de la fracturación, el control de gases y la distribución de energía. El uso de retardos temporales (eléctricos o electrónicos) permite escalar la voladura y controlar mejor el avance. Una mala secuencia puede generar contrafrentes o sobrepresión, afectando la eficiencia energética del disparo y generando sobrerotura o atrapamiento de roca (Tang, Yang y Yu 2023).
- d) **Equipos disponibles de perforación:** Las capacidades técnicas de los equipos de perforación (manuales, neumáticos, jumbos hidráulicos) determinan el diámetro máximo del barreno, la precisión del patrón y la profundidad alcanzable. Por ejemplo, un jumbo hidráulico puede mantener la alineación precisa de taladros largos, lo que permite aplicar diseños más agresivos sin comprometer la estabilidad (Khomenko, Rudakov y Kononenko 2011). La selección de la malla debe, por tanto, adecuarse a las limitaciones y fortalezas del equipo disponible en la operación.



- e) **Sobrerotura o sobreexcavación:** Consiste en la rotura de roca fuera del límite previsto del disparo, lo cual genera vacíos innecesarios, compromete la estabilidad del sostenimiento, y aumenta la necesidad de concreto o fortificación adicional. La malla optimizada minimiza este efecto al controlar la distribución energética y el patrón de detonación (Marinin, Dolzhikov y Isheyskiy 2020).
  
- f) **Tiempos de ciclo de perforación-voladura-acarreo:** El ciclo operativo en minería subterránea incluye varias fases consecutivas. Una buena optimización acorta este ciclo al mejorar la penetración de los taladros, permitir fragmentación homogénea y reducir tiempos de limpieza del frente, contribuyendo a una mayor productividad diaria (Liu, Kaixing et al. 2024).
  
- g) **Costos operativos directos e indirectos:** La optimización de la malla influye en costos directos como consumo de explosivos, horas de máquina y herramientas de perforación; así como en costos indirectos como desgaste de equipos, mantenimiento, y tiempos muertos. Estudios han demostrado que ajustes milimétricos en burden y espaciamiento pueden significar ahorros acumulados del 10 al 15% en operaciones subterráneas (Ji et al. 2025).
  
- h) **Tipo de explosivo:** Un explosivo es un compuesto o mezcla química que, al ser detonado, genera una rápida expansión de gases y liberación de energía en forma de onda de choque, utilizada para fragmentar roca en operaciones mineras. La selección del tipo de explosivo es crucial para la eficiencia de la voladura, seguridad y control ambiental (Exsa S.A., 2018).

El tipo de explosivo define su velocidad de detonación (VOD) y su energía específica, factores que determinan su capacidad de fracturar rocas duras o blandas. Por ejemplo, los explosivos como el ANFO tienen menor VOD pero son más económicos y adecuados para rocas de baja dureza; en cambio, los emulsivos encartuchados (E5000, Emulnor, etc.) ofrecen mayor concentración de energía y son ideales para labores precisas o rocas duras. El ajuste entre



explosivo y tipo de roca es esencial para maximizar la eficiencia de la fragmentación (Rojas 2018).

- i) **Factor de potencia:** El factor de potencia (FP) es un parámetro que relaciona la cantidad de explosivo utilizado con el volumen o masa de roca fragmentada en una voladura.

### 3.2.7 Avance de labores

El diseño de la galería (altura, ancho, sección transversal) condiciona el número de taladros, su distribución y la dirección de avance. Las secciones irregulares o muy estrechas pueden limitar la cantidad de explosivo a utilizar o requerir cargas diferenciadas por nivel. Una malla mal adaptada a la geometría de la labor puede provocar problemas de sobrerotura, exposición innecesaria de roca o inestabilidad estructural, afectando no solo el costo, sino la seguridad del personal (Deressa, Choudhary y Jilo 2025).

## 3.3 Marco conceptual

- a) **Costos operativos.** La minería se enfoca en satisfacer las necesidades del mercado mediante la oferta y venta de productos o servicios a un precio que supere los costos de producción, generando así una ganancia rentable en el sector minero. La transparencia en la revelación de los costos de una empresa es un indicador de una excelente gestión empresarial, lo que a su vez conduce a resultados económicos favorables.
- b) **Malla de perforación.** Se refiere a la distribución estratégica de los taladros en una voladura, considerando factores como la distancia entre ellos, el *burden*, el espaciamiento y el paralelismo. Esto influye directamente en la longitud de los agujeros, la eficiencia de la voladura y la fragmentación del macizo rocoso.
- c) **Optimización.** Implica mejorar los procesos y recursos de una empresa para lograr resultados más eficientes y efectivos. La optimización de recursos permite aumentar el valor de los resultados, mejorar la eficiencia y la eficacia en la ejecución de los trabajos.



- d) **Perforación.** Es la primera etapa en la actividad minera, que consiste en crear huecos para colocar cargas explosivas y sus accesorios. Esta actividad es fundamental para el proceso de extracción de minerales, ya que define el diseño de la voladura y el avance de la labor.
- e) **Barreno.** Se le denomina al taladro perforado, también llamado perforación, pozo de voladura o tiro. Su distribución y profundidad influyen directamente en la calidad de la fragmentación.
- f) **Burden efectivo.** El término se utiliza para describir la distancia entre un tiro y la superficie libre más cercana en el momento de la detonación, considerando la dirección en que se inicia la explosión. Es un parámetro esencial para el control de la voladura.
- g) **Buzamiento.** Se refiere a la inclinación de una estructura geológica respecto a la horizontal. Es un dato fundamental para el diseño de mallas y la orientación de labores mineras subterráneas.
- h) **Cara libre.** Se define como la superficie que no presenta material fragmentado o roto frente a ella, lo que implica que el macizo rocoso sólido y sin daños está expuesto y listo para ser volado.
- i) **Densidad crítica.** Se refiere a la densidad mínima requerida para que un explosivo no falle en su detonación. Está relacionada con el tipo de material, el confinamiento y la eficiencia energética del agente de voladura.
- j) **Detonador.** Es un dispositivo explosivo utilizado para iniciar la detonación de una carga explosiva. Suele ser de tamaño reducido y puede ser activado mediante impacto, fricción, corriente eléctrica, llama, calor o choque.
- k) **Dispersión.** Es la desviación del tiempo nominal de disparo, debido a variaciones en el tiempo de quemado del elemento de retardo. Ocurre especialmente en detonadores no eléctricos o pirotécnicos, afectando la secuencia de voladura.

- l) **Factor de potencia.** Es un indicador clave de voladura que hace referencia a la cantidad de kilogramos de explosivo necesarios para remover una tonelada de material (kg/tn). Permite evaluar la eficiencia y la economía del disparo.
- m) **Fragmentación de roca.** Se refiere al proceso mediante el cual se reduce el tamaño del material rocoso hasta alcanzar las dimensiones requeridas, mediante la acción de explosivos o procesos mecánicos.
- n) **Macizo rocoso.** Es el conjunto de rocas que conforman el entorno geológico donde se realizan las excavaciones mineras. Su composición, estructura y propiedades determinan el comportamiento del terreno durante las operaciones.
- o) **Estructuras.** Son discontinuidades geológicas como fallas, diaclasas y pliegues presentes en el macizo rocoso. Estas influyen directamente en la estabilidad del terreno y en el diseño de las voladuras.
- p) **Geomecánica.** Es la disciplina que estudia el comportamiento físico y mecánico de las rocas y suelos frente a esfuerzos naturales o inducidos. Su aplicación en minería permite diseñar excavaciones más seguras y eficientes.
- q) **Propiedades (de la roca).** Se refiere a características físicas y mecánicas como la resistencia a la compresión, abrasividad, densidad, elasticidad y tenacidad. Estas propiedades son clave para el diseño de mallas y selección de explosivos.
- r) **Aguas subterráneas.** Son cuerpos de agua que circulan o se almacenan bajo la superficie del terreno. Su presencia en el macizo rocoso puede afectar la estabilidad de la labor, el comportamiento del explosivo y los tiempos de avance.
- s) **Estabilidad.** Es la capacidad del macizo rocoso para mantener su forma y resistir colapsos durante y después de las excavaciones. Está influenciada por la geología, la presencia de estructuras y las condiciones de carga.

- t) **Espaciamiento.** Es la distancia entre taladros contiguos en una malla de perforación. Junto con el *burden*, determina el patrón de voladura y tiene un impacto directo en la fragmentación y el consumo de explosivos.
  
- u) **Número de taladros.** Corresponde a la cantidad total de perforaciones realizadas en una voladura. Este número varía en función del área de avance, la sección de la galería y el diseño técnico de la malla.
  
- v) **Tonelaje.** Se refiere al peso total del material removido tras una voladura. Es un indicador fundamental para evaluar el rendimiento del disparo y calcular los costos operativos.



## CAPÍTULO IV

### METODOLOGÍA

#### 4.1 Tipo y nivel de investigación

La presente investigación fue de tipo aplicada, dado que su finalidad principal es resolver un problema práctico dentro del contexto de la minería subterránea: la mejora del proceso de perforación y voladura a través de la optimización de la malla en una galería específica.

En cuanto al nivel de investigación, se clasificó como descriptivo y explicativo. El nivel descriptivo se refiere a la caracterización detallada de las condiciones actuales del proceso de perforación y voladura en la galería 4139N, evaluando variables como el patrón de malla, tipo de explosivo, fragmentación de roca y avance real de la excavación. Por su parte, el nivel explicativo intenta establecer relaciones causales, determinando cómo la modificación del diseño de malla influye en los resultados técnicos y económicos.

#### 4.2 Diseño de la investigación

El diseño adoptado fue de tipo cuasiexperimental y transeccional. En este caso, no se interfiere artificialmente en las condiciones operativas de la mina, sino que se implementa una propuesta técnica (el rediseño de la malla) y se evalúan sus efectos reales.

Asimismo, el diseño es transeccional, ya que la recolección de datos se realiza en momentos específicos del proceso: antes y después de la implementación del nuevo diseño de malla. Esto permitió una comparación puntual entre dos escenarios operativos diferentes, sin requerir un seguimiento longitudinal. Este tipo de diseño es común en estudios técnicos de campo, donde se evalúa el impacto de una mejora en el corto plazo.



### 4.3 Descripción ética de la investigación

La presente investigación se ajustó a los principios éticos fundamentales del trabajo científico, como el respeto, la integridad, la responsabilidad social, la objetividad y la confidencialidad. En ningún momento se puso en riesgo la seguridad de los trabajadores, ni se ejecutaron pruebas sin la aprobación del área de seguridad y operaciones de la unidad minera. Los datos recolectados fueron tratados con absoluta confidencialidad.

### 4.4 Población y muestra

Debido a la naturaleza específica del estudio, se ha definido una muestra intencional, no probabilística centrada exclusivamente en la galería 4139N, la cual ha sido seleccionada por criterios técnicos relevantes como accesibilidad, homogeneidad geomecánica, estado operativo y viabilidad de aplicar mejoras sin interrumpir el flujo productivo.

### 4.5 Procedimiento

El procedimiento metodológico comprendió las siguientes fases secuenciales:

- a) **Evaluación diagnóstica inicial:** Se recopilaron datos técnicos de la malla de perforación vigente, incluyendo espaciamiento, burden, ángulo de perforación, tipo de explosivo, retacado, secuencia de disparo y resultados observados (fragmentación, sobreexcavación, estabilidad de la labor, velocidad de avance, etc.).
- b) **Diseño de propuesta optimizada:** Se realizó el rediseño de la malla utilizando herramientas de simulación como JKSimBlast u otro software especializado. Se ajustan parámetros de perforación para lograr una distribución más eficiente de energía, menor rebote de roca y mayor uniformidad en la fragmentación.
- c) **Simulación y validación técnica:** Se ejecutaron simulaciones comparativas para verificar si la propuesta cumple con los objetivos técnicos y de seguridad. Se evalúan modelos predictivos y resultados simulados.
- d) **Implementación en campo:** Se aplicaron el nuevo diseño en una voladura real en la galería 4139N, bajo supervisión técnica y protocolos de seguridad establecidos por la mina.



- e) **Recolección de datos post-optimización:** Se midieron nuevamente los parámetros técnicos y se documentan los resultados de la voladura optimizada.
- f) **Análisis comparativo y evaluación de resultados:** Se contrastaron los indicadores técnicos obtenidos antes y después de la intervención, para determinar el impacto real de la optimización de la malla.

#### 4.6 Técnica e instrumentos

Las técnicas empleadas fueron:

- a) **Observación directa** en campo, se registró condiciones de perforación y resultados de voladura.
- b) **Análisis documental** de los reportes técnicos generados por la operación minera.
- c) **Simulación computacional**, para evaluar y validar la efectividad de la malla optimizada.

Los instrumentos utilizados incluyen:

- a) **Registros técnicos y checklists de evaluación operativa** (fragmentación, avance real, sobreexcavación, etc.).
- b) **Software especializado para el diseño**, como 5.103 de Rocscience, Leapfrog Geo, JKSimBlast y AutoCAD civil 3d, para modelar y optimizar el diseño.

#### 4.7 Análisis estadístico

El análisis de los datos, fueron comparativos. Se utilizaron medidas de tendencia central (mediana) y dispersión (desviación estándar), con el objetivo de describir el comportamiento de variables técnicas antes y después de la optimización.

## CAPÍTULO V

### RESULTADOS Y DISCUSIONES

#### 5.1 Rediseño de la malla de perforación

Una malla de perforación es una disposición geométrica de taladros en un frente de trabajo subterráneo, que determina la ubicación, profundidad y orientación de cada taladro. En esta investigación se rediseñó 02 mallas de perforación.

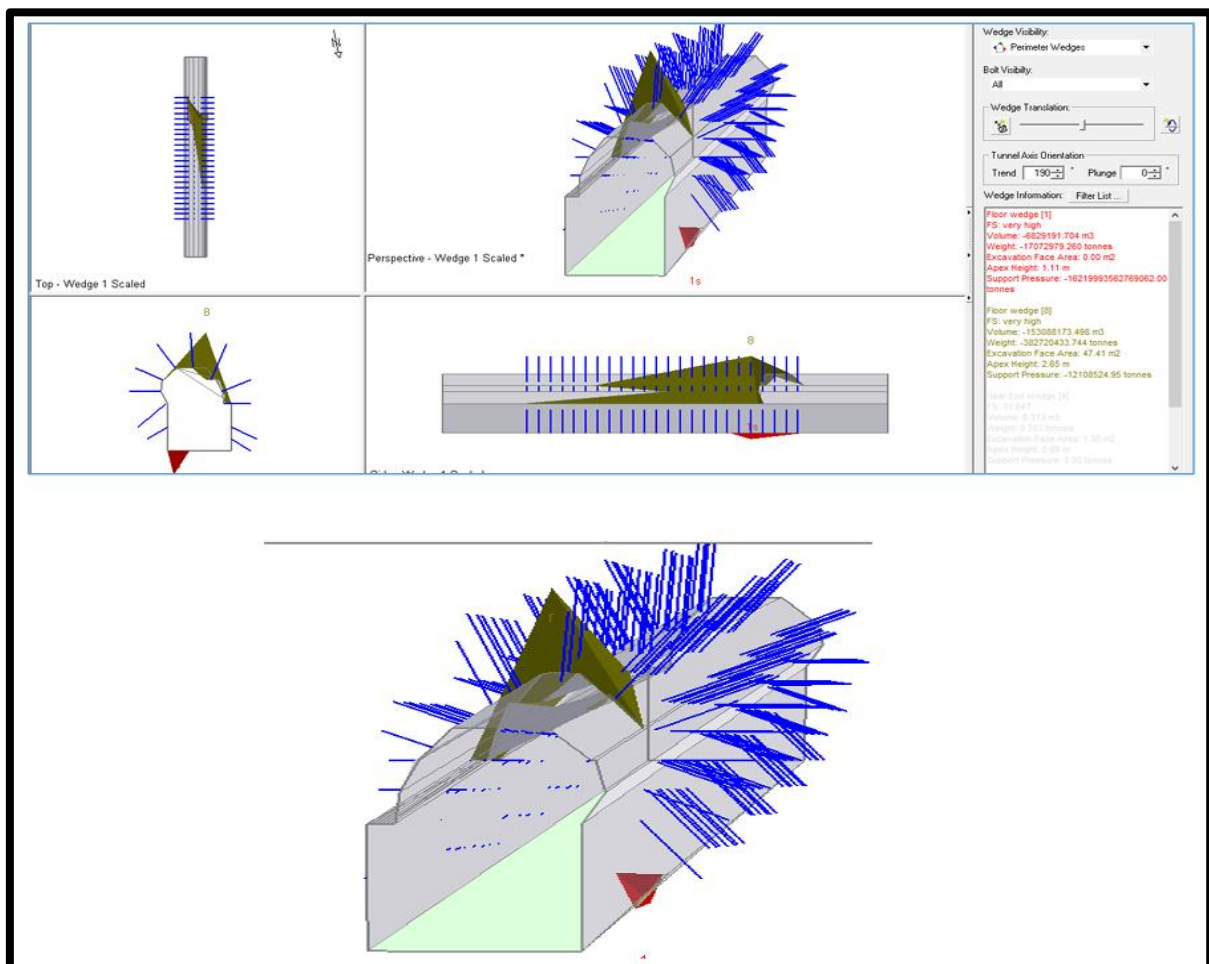
##### 5.1.1 Macizo rocoso

La resistencia, grado de fracturamiento, orientación de las discontinuidades y presencia de humedad o alteraciones geológicas son elementos fundamentales en la respuesta del macizo a la voladura. Fueron utilizados los datos de la resistencia a la compresión triaxial para determinar el número de taladros.

##### 5.1.1.1 Estructura

Las propiedades estructurales de las discontinuidades fueron determinadas a través de un análisis estadístico aplicado a los datos obtenidos en los mapeos geomecánicos. Este procesamiento fue complementado con las observaciones realizadas directamente en campo, buscando una correspondencia entre los resultados teóricos y las condiciones reales del macizo rocoso. Como resultado de esta evaluación combinada, se definieron las principales características estructurales de las discontinuidades, tanto de tipo mayor como menor, que influyen en el comportamiento geotécnico de la zona de estudio. La mina Callanquitas está emplazada en el anticlinal Igor, actualmente estamos en las charnelas ya que los buzamientos de las rocas sedimentarias verticales 75-85° hacia el Este. La veta no tiene por el momento fallas que la desplace, lo que se observa son caballos y cabalgamientos, yacimiento tipo rosario tanto vertical como horizontalmente.

El estudio se aplicó en la galería 4139N, una labor prioritaria “galería de exploración” con una potencia de veta 1m promedio, programado para ejecutarse una trayectoria de 270 metros hasta llegar al primer punto de sondaje(perforación diamantina), y ver en el transcurso que método de explotación es adecuado, de acuerdo a la variación de la potencia de veta, ver las diferentes opciones, lo que le caracteriza como una labor prioritaria, se empezó con la ejecución de 100 metros con un diseño de malla de perforación genérico, proporcionado por el área de planeamiento, en los que se presentaron muchos problemas, como el ciclo de trabajo no completado, sobre rotura en los hastiales y corona, generando diferentes tipos de sostenimiento(retardos para el avance), para esto es que se plantea dos nuevos diseños de malla de perforación.



FUENTE: Área de geomecánica Proyectos La Patagonia, 2024.

**Figura 9 — Zonas de cuña en el modelado de los realces en tipo IV A el perno y malla eleva el factor de seguridad en sostenimiento de cajas y corona.**

### 5.1.1.2 Características geomecánicas

Para la clasificación geomecánica del macizo rocoso se aplicó el sistema Rock Mass Rating (RMR) propuesto por Z.T. Bieniawski en 1989. La estimación de la resistencia a la compresión simple se realizó inicialmente mediante métodos empíricos en campo, utilizando la picota como herramienta de referencia. Posteriormente, estos valores fueron verificados y refinados mediante mediciones con el martillo Schmidt tipo L, procedimiento que será detallado más adelante. Los valores del RQD (Rock Quality Designation) se obtuvieron empleando la relación de Palmström, basándose en el índice volumétrico de bloques observado en afloramientos expuestos en las excavaciones subterráneas. Además, se calculó el Índice de Resistencia Geológica (GSI) según la metodología de Hoek y Marinos (2000), aplicando la correlación  $GSI = RMR_{89} - 5$ , con el objetivo de obtener una estimación más precisa de las propiedades del macizo rocoso. Los criterios utilizados para clasificar la calidad de la roca se resumen en la Tabla 2, mientras que los valores promedio del RMR básico, diferenciados por dominio litológico, se detallan en la Tabla 3. Cabe señalar que en esta etapa no se consideraron correcciones por la orientación de las discontinuidades.

**Tabla 2 — Rangos de clasificación RMR y colores establecidos en CMSL**

Tipo de roca	Color	RMR (Bieniawski)	Descripción de roca
II	II	61 – 80	Buena
III	III A	51 – 60	Regular / buena
	III B	41 – 50	Regular / mala
IV	IV A	31 – 40	Mala / regular
	IV B	21 – 30	Mala / muy mala
V	V	0 – 20	Muy mala

FUENTE: Bieniawski, 1989.



Tabla 3 — Clasificación geomecánica RMR

Clasificación geomecánica RMR												
Apellido y Nombre:		BRAYAN FLORES LETONA			Fecha: 12/10/2024			Año: 2024			correlativo:	
nivel:		3290		Labor: GL 4139N		Cod. De Labor: 1227		Litología: SST CON LUTITAS Y ARENISCAS				
Registro N°: 20		Refer. Topog: NORTE DE RP CHIMU		Azimut Labor: ---		Dimensión de la Labor: 2,40X2,70						
Veta: ROCÍO				Buzamiento Veta: ---								
parametro	1. RESISTENCIA A LA COMPRESION (Mpa)	2. RQD	3. ESPACIAMIENTO	4. CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES					5. AGUA SUBTERRANEA	6. AJUSTE POR ORIENTACION	RMR BÁSICO	RMR AJUSTADO
				Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Alteración				
Val.	15 12 7 4 2	20 17 13 8 3	20 15 10 8 5	6 4 2 1 0	6 5 4 1 0	6 5 3 1 0	6 4 2 1 0	6 5 3 1 0	15 10 7 4 0	0 -2 -5 -10 -12		
Puntos de Mapeo	1.- > 250 Mpa 2.- 100-250 Mpa 3.- 50-100 Mpa 4.- 25-50 Mpa 5.- < 25 Mpa	1.- 90-100% 2.- 75-90% 3.- 50-75% 4.- 25-50% 5.- < 25%	1.- >2 m 2.- 0.6-2 m 3.- 200-600 mm 4.- 60-200 mm 5.- < 60 mm	1.- < 1m 2.- 1-3 m 3.- 3-10 m 4.- 10-20 m 5.- > 20 m	1.- Cerrada 0 2.- Muy Angosta < 0.1 mm 3.- Angosta 0.1 - 1.0 mm 4.- Abierta 1.0 - 5.0 mm 5.- Muy abierta > 5.0 mm	1.- Muy rugoso 2.- Rugoso 3.- Ligeramente rugosa 4.- Lisa 5.- Muy lisa	1.- Ninguna 2.- Relleno duro <5mm 3.- Relleno duro >5mm 4.- Relleno blando <5mm 5.- Relleno blando >5mm	1.- No meteorizada 2.- Ligeramente 3.- Moderadamente 4.- Altamente meteorizada 5.- Descompuesta	1.- Completamente seco 2.- Húmedo 3.- Mojado 4.- Goteo 5.- Flujo	1.- Muy favorable 2.- Favorable 3.- Regular 4.- Desfavorable 5.- Muy desfavorable		
Lutita	2	8	15	2	1	1	1	1	10	-10	31	30
Arenisca	2	8	15	2	1	3	2	3	10	-5	41	41

FUENTE: Elaboración propia.

**Tabla 4 — Resumen de calidad RMR de la masa rocosa - mina Callanquitas**

Litología	Rango RMR	Valor promedio	Calidad	Observación
Arenisca	51 – 60	55.5	Buena (tipo IIIA)	Zonas de silicificación
Arenisca	41 – 50	45.5	Tipo IIIB (regular)	Zonas cercanas a lutitas bituminosas
Brecha mineral	31 – 40	35.5	Regular – mala (tipo IVA)	Ninguna
Brecha mineral	21 – 30	25.5	Mala – muy mala (tipo IVB)	Ninguna
Lutita	31 – 40	35.5	Regular – mala (tipo IVA)	Ninguna
Lutita	21 – 30	25.5	Mala – muy mala (tipo IVB)	Ninguna
Pórfido dacítico	31 – 40	35.5	Regular – mala (tipo IVA)	Ninguna
Pórfido dacítico	21 – 30	25.5	Mala – muy mala (tipo IVB)	Valores más bajos por presencia de agua y alteración
Zonas de falla	0 – 20	20.5	Tipo V	SOST Cimbras

FUENTE: Área de geomecánica Proyectos La Patagonia, 2024.

De la tabla 4 se obtiene los valores promedios de las rocas arenisca y lutita utilizadas para clasificar según el rango RMR.

**Tabla 5 — Resultados de ensayo de resistencia a la compresión uniaxial**

ID muestra	Diámetro “d” (mm)	Altura “h” (mm)	Carga (P) (kN)	Resistencia a la compresión uniaxial – UCS(d) (MPa)	Tiempo de ensayo (s)
DAC-01	54,9	109,8	5,29	2,23	17,6
QZ-ART-01	54,9	109,8	25,34	10,70	30,2
MINE-01	54,9	109,8	5,97	2,52	16,7

FUENTE: Elaboración propia.



De la tabla 5 se tiene los resultados de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso y mineral mediante la resistencia a la compresión uniaxial, cabe resaltar que son datos importantes, que se seguirán analizando en las siguientes tablas.

Para la muestra DAC-01, se determina la  $R_c$  mediante el modelo matemático de Ernest Brown.

$$R_c(MPa) = \frac{4P(KN)X1000}{\pi D^2}$$

Donde:

- $R_c$  : resistencia a la compresión simple de la roca (MPa)
- $P$  : carga máxima aplicada al momento de la rotura (kN)
- $D$  : diámetro de la muestra cilíndrica (mm)
- $\pi$  : constante matemática ( $\approx 3.1416$ )
- 1000 : factor de conversión de kilonewton (kN) a newton (N)
- 4 : factor geométrico derivado del área de la sección transversal circular de la muestra.

$$R_c(MPa) = \frac{4(5,29)X1000}{\pi(54,9)^2}$$

$$R_c(MPa) = 2,23$$

Para la muestra MINE-01, se determina la  $R_c$  mediante el modelo matemático de Ernest Brown.

$$R_c(MPa) = \frac{4P(KN)X1000}{\pi D^2}$$

$$R_c(MPa) = \frac{4(5,97)X1000}{\pi(54,9)^2}$$

$$R_c(MPa) = 2,52$$

**Tabla 6 — Resultados de ensayo de constantes elásticas**

ID muestra	Diámetro “d” (mm)	Altura “h” (mm)	Carga (kN)	Resistencia a la compresión uniaxial – UCS(d) (MPa)	Módulo de Young “E” (GPa) (Transductores)	Módulo de Young “E” (GPa) (Strain Gauges)	Relación de Poisson “ν” (Strain Gauges)
DAC-02	54,9	129,5	3,98	2,23	3,8	4,33	0,35
QZ-ART-01	54,8	137	25,44	10,74	22,01	24,72	0,14
MINE-01	42	100	7,35	2,52	9,05	—	0,3

FUENTE: Elaboración propia.

De la tabla 6 se observa las constantes elásticas que fueron determinadas para mantener una guía de sección controlada de la galería y el tiempo de soporte a las compresiones en los hastiales de esta.

**Tabla 7 — Resultados de ensayo de resistencia a la compresión triaxial**

ID muestra	Diámetro “d” (mm)	Altura “h” (mm)	Confinamiento $\sigma_3$ (MPa)	Carga PRR (KN)	Resistencia a la compresión triaxial – UCS(t) (MPa)	Cohesión (MPa)	Ángulo de fricción interno (°)	Const ante “mi”
DAC-02	41,9	83,8	2	3,05	2,21	21,25	42,23	20,33
	41,9	83,8	4	3,05				
	41,9	83,8	6	3,05				
QZ-ART-03	41,9	83,8	2	14,78	10,72	77,75	57,34	26,26
	41,9	83,8	4	14,78				
	41,9	83,8	6	14,78				
MINE-02	41,9	83,8	2	3,48	2,51	25,35	51,17	21,41
	41,9	83,8	4	3,48				
	41,9	83,8	6	3,48				

FUENTE: Elaboración propia.

De la tabla 7 se observa el ensayo más confiable para determinar las propiedades geomecánicas del macizo rocoso (resistencia a la compresión triaxial). En la presente investigación se utilizó los datos 2,21MPa y 2,51MPa para determinar el número de talados por galería.

Para la muestra DAC-02, se determina la Rc mediante el modelo matemático de Ernest Brown.

$$Rc(MPa) = \frac{4P(KN)X1000}{\pi D^2}$$

Donde:

- Rc : resistencia a la compresión simple de la roca (MPa)
- P : carga máxima aplicada al momento de la rotura (kN)
- D : diámetro de la muestra cilíndrica (mm)
- $\pi$  : constante matemática ( $\approx 3.1416$ )
- 1000 : factor de conversión de kilonewton (kN) a newton (N)
- 4: factor geométrico derivado del área de la sección transversal circular de la muestra

$$Rc(MPa) = \frac{4(3,05)X1000}{\pi(41,9)^2}$$

$$Rc(MPa) = 2,21$$

Para la muestra MINE-02, se determina la Rc mediante el modelo matemático de Ernest Brown.

$$Rc(MPa) = \frac{4P(KN)X1000}{\pi D^2}$$

$$Rc(MPa) = \frac{4(3,48)X1000}{\pi(41,9)^2}$$

$$Rc(MPa) = 2,52$$

**Tabla 8 — Resultados de ensayo de resistencia a la tracción indirecta**

ID muestra	Diámetro "D" (mm)	Tipo de discontinuidad	Fuerza normal (kN)	Fuerza de corte (kN)	Fuerza normal (MPa)	Fuerza de corte (MPa)	Cohesión (MPa)	Ángulo de fricción residual (°)
DAC-01	54,6	Simulada ( $\alpha = 0^\circ$ )	1	1,03	0,43	0,44	<b>0,175</b>	<b>32,97</b>
			1,5	1,42	0,64	0,61		
			2	1,72	0,85	0,73		
			2,5	2,02	1,07	0,86		
			3	2,35	1,28	1,02		
QZ-ART-03	54,6	Simulada ( $\alpha = 0^\circ$ )	1	0,99	0,43	0,42	<b>0,118</b>	<b>30,52</b>
			3	2,01	1,28	0,86		
			5	3,05	2,14	1,3		
			7	4,36	2,99	1,86		
			9	5,71	3,84	2,44		
MINE-02	54,6	Simulada ( $\alpha = 0^\circ$ )	1	1,11	0,43	0,47	<b>0,16</b>	<b>31,68</b>
			2	1,61	0,85	0,69		
			3	2,02	1,28	0,86		
			4	2,78	1,71	1,19		
			5	3,61	2,14	1,54		

FUENTE: Elaboración propia.

De la tabla 8 se muestra los resultados de la resistencia a la tracción indirecta para evaluar empíricamente la estabilidad de la corona en la galería 4139N.



Tabla 9 — Resultados de ensayo de resistencia al corte directo – CD

ID muestra	Diámetro “d” (mm)	Altura “h” (mm)	Carga (kN)	Is	Is(50)	Resistencia a la compresión (MPa)	Promedio de la compresión (MPa)
DAC-02	54,6	109,2	3,12	1,65	1,55	2,19	2,20
	54,6	109,2	3,09	1,51	1,44	2,20	
	54,6	109,2	1,18	0,62	0,58	2,20	
QZ-ART-02	55,3	110,6	24,63	12,58	11,91	10,95	10,77
	55,3	110,6	18,74	9,75	9,19	14,56	
	55,3	110,6	20,52	10,64	10,03	14,69	
MINE-03	42	84	2,94	2,55	2,14	2,48	2,49
	42	84	1,94	1,7	1,42	2,49	
	42	84	3,13	2,14	1,9	2,49	

FUENTE: Elaboración propia.

Mediante la tabla 9 se puede controlar el esfuerzo normal y medir la respuesta al corte.

Tabla 10 — Resultados de ensayo de resistencia a la carga puntual – PLT

ID muestra	Diámetro “d” (mm)	Altura “h” (mm)	Carga P (kN)	Resistencia a la tracción indirecta (MPa)	Promedio de resistencia a la tracción indirecta (MPa)
DAC-03	42	84	1,56	2,21	2,21
	42	84	1,56	2,21	
	42	84	1,56	2,21	
QZ-ART-01	42	84	14,88	10,95	10,74
	42	84	14,88	14,55	
	42	84	14,88	14,69	
MINE-03	42	84	1,56	2,47	2,51
	42	84	1,56	2,55	
	42	84	1,56	2,51	

FUENTE: Elaboración propia.

De la tabla 10 se obtiene la caracterización del macizo rocoso para evaluar la resistencia de la roca en campo.

Para la muestra DAC-03, se determina el índice de resistencia a la carga puntual mediante el modelo matemático de Ernest Brown:

$$I_s = \frac{P(KN)X1000}{D^2}$$

Donde:

- $I_s$  = índice de resistencia a la carga puntual (MPa)
- $P$  = carga de rotura aplicada (N)
- $D$  = diámetro de la muestra (mm)

$$I_s = \frac{(1,56)X1000}{(84)^2}$$

$$I_s = 0,221MPa$$

En seguida la  $R_c$  mediante el modelo matemático de Ernest Brown.

$$R_c(MPa) = I_s X 10$$

$$R_c(MPa) = 0,221 X 10$$

$$R_c(MPa) = 2,21$$

Para la muestra MINE-03, se determina el índice de resistencia a la carga puntual mediante el modelo matemático de Ernest Brown:

$$I_s = \frac{P(KN)X1000}{D^2}$$

$$I_s = \frac{(1,77)X1000}{(84)^2}$$

$$I_s = 0,250MPa$$

Se determina la Rc mediante el modelo matemático de Ernest Brown, MINE-03:

$$Rc(MPa) = IsX10$$

$$Rc(MPa) = 0,251X10$$

$$Rc(MPa) = 2,51$$

**Tabla 11 — Dimensiones máximas permitidas en labores de explotación y desarrollo según clasificación geomecánica (Proyectos La Patagonia - unidad Callanquitas)**

<b>PROYECTOS LA PATAGONIA UNIDAD CALLANQUITAS</b>				
<b>Anchos y altos máximos en labores de explotación</b>				
<b>RMR</b>	<b>Q</b>	<b>ESR</b>	<b>ALTURA MÁXIMA ESTIMADA</b>	<b>ANCHO MÁXIMO ESTIMADO</b>
20	0,069	3	2,06	2,39
35	0,368	3	4,02	4,73
45	1,118	3	6,27	7,45
55	3,395	3	9,78	11,73
<b>ANCHOS Y ALTOS MÁXIMOS EN LABORES DE DESARROLLO</b>				
<b>RMR</b>	<b>Q</b>	<b>ESR</b>	<b>ALTURA MÁXIMA ESTIMADA</b>	<b>ANCHO MÁXIMO ESTIMADO</b>
20	0,069	1,5	1,03	1,2
35	0,368	1,5	2,01	2,36
45	1,118	1,5	3,14	3,72
55	3,395	1,5	4,89	5,87
FUENTE: Área de geomecánica Proyectos la Patagonia, 2024.				

Estos datos de la tabla 11 son importantes para tener como base que se tiene la galería 4139N en explotación con enfocamos en el RMR 35 altura máxima 4,02m y ancho máximo 4,73.

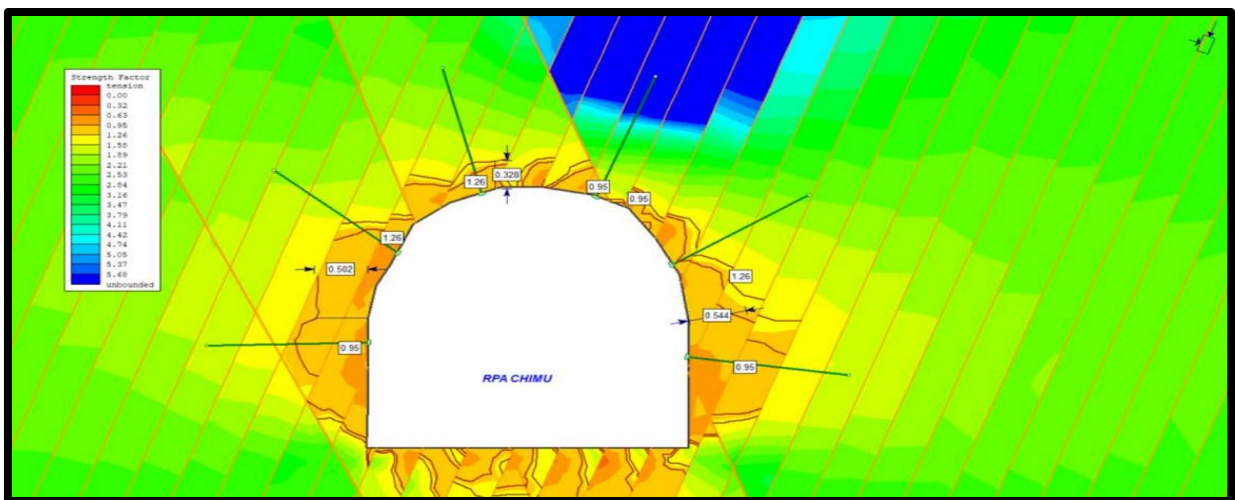
Análisis de sostenimiento para el control de estabilidad, El diseño de sostenimiento se dará a partir de análisis empíricos, modelación numérica y analítica, considerando los parámetros ya definidos en los capítulos anteriores y considerando las propiedades mecánicas de los elementos de



sostenimiento actualmente. Así mismo se ha de considerar los factores influyentes tal es el caso de: la orientación desfavorable de discontinuidades, la alta concentración de esfuerzos inducidos, principalmente por profundidad; la presencia de agua, no se ha considerado en los cálculos por la esporádica ocurrencia y en cantidades menores; finalmente, la mala voladura está intrínsecamente considerado ya que la determinación de los parámetros geomecánicos se ha realizado usando un factor de perturbación  $D = 0,4$ , Los análisis geomecánicos (tenso-deformacionales), en condiciones normales, se han realizado para aberturas de 3,5m x 3,5m considerada por ser la mayor de acuerdo al estándar en mina Callanquitas. Los análisis empíricos son realizados mediante el ábaco de Grimstad y Barton (1993), para la equivalencia al Sistema Q del RMR se ha usado la correlación:  $RMR = 9\ln Q + 44$ , Cabe resaltar, se ha considerado las condiciones más desfavorables para la estabilidad de acuerdo a cada dominio litológico determinado, tanto en profundidad como en extensión de la zona estabilizada por la excavación,

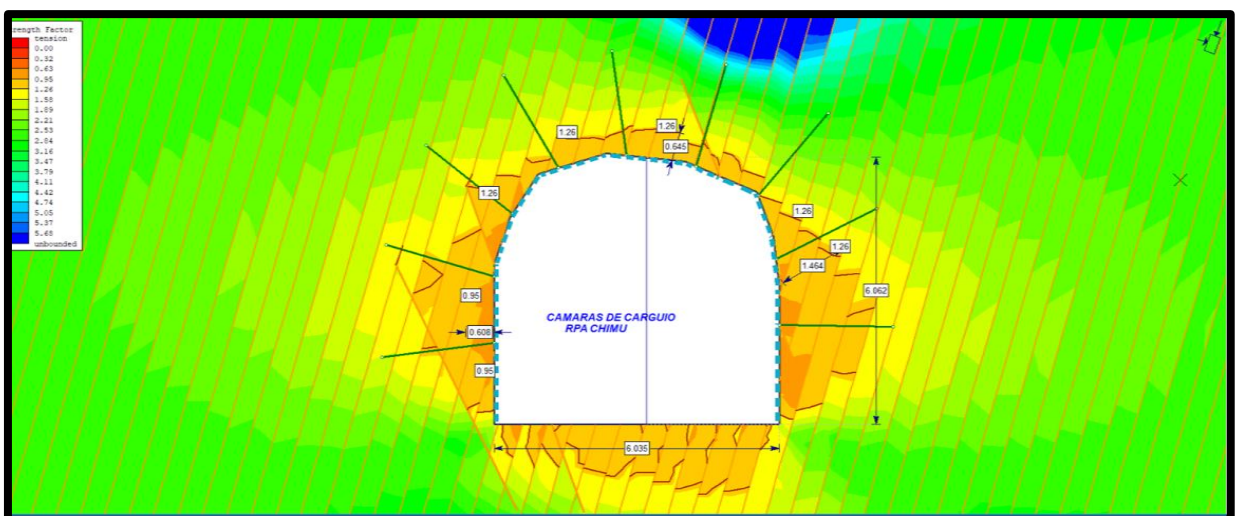
Análisis de sostenimiento macizo rocoso tipo III, Las litologías dentro de este dominio son: Arenisca (RMR promedio 48), cuarzo – arenisca. El comportamiento depende en gran medida de la conjugación estructural, y es diferente para cada caso litológico. En el caso de la Arenisca, se han determinado hasta 03 sistemas de discontinuidades las cuales forman bloques críticos y potenciales de diferente tamaño, de acuerdo al análisis estructuralmente controlado con un espaciamiento a 0,5 m cada uno, se tienen Factores de seguridad por encima de 1,5; dado que la ocurrencia de los bloques es puntual, de acuerdo a las familias de discontinuidades, es necesario que el análisis dimensional el sostenimiento en base al análisis tenso-deformacional considerando los diferentes factores influyentes, En todos los análisis se ha considerado una profundidad de 440m dado que este dominio está presente en la profundización, En la figura 8 se presenta el análisis en condiciones normales, donde se observa que la extensión de la zona de descompresión alcanza los 0,70m, siendo controlable mediante empernado con una malla de 1,1m x 1,1m. Según

los cálculos realizados, el análisis tenso-deformacional indica una extensión de la zona de descompresión de hasta 1,1 m, la cual puede estabilizarse con pernos dispuestos en una cuadrícula de 1,2m x 1,2m, alcanzando un factor de seguridad de 2,1. En los puntos de carguío, se proyecta una ampliación de la sección hasta aproximadamente 5,0m x 7,0m, condicionando el tamaño de la abertura a la estabilidad de la labor. La Figura 10 muestra los resultados del análisis tenso-deformacional en esta zona, evidenciando una extensión de la zona de descompresión de aproximadamente 0,6m, la cual es controlable con un sistema de empernado de 1,5m x 1,5m.



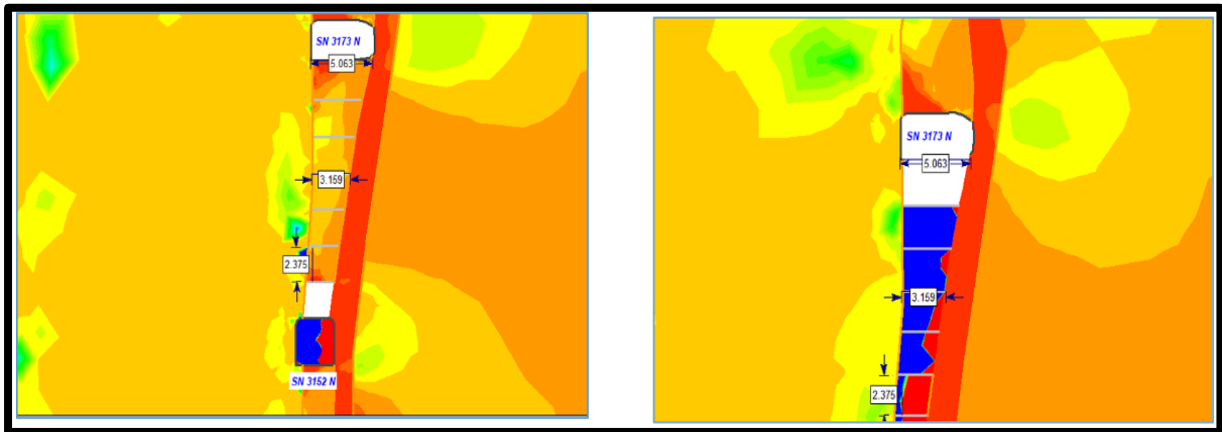
FUENTE: Área de geomecánica Proyectos La Patagonia, 2024.

**Figura 10** — Análisis tenso-deformacional del RPA Chimú en condiciones normales.



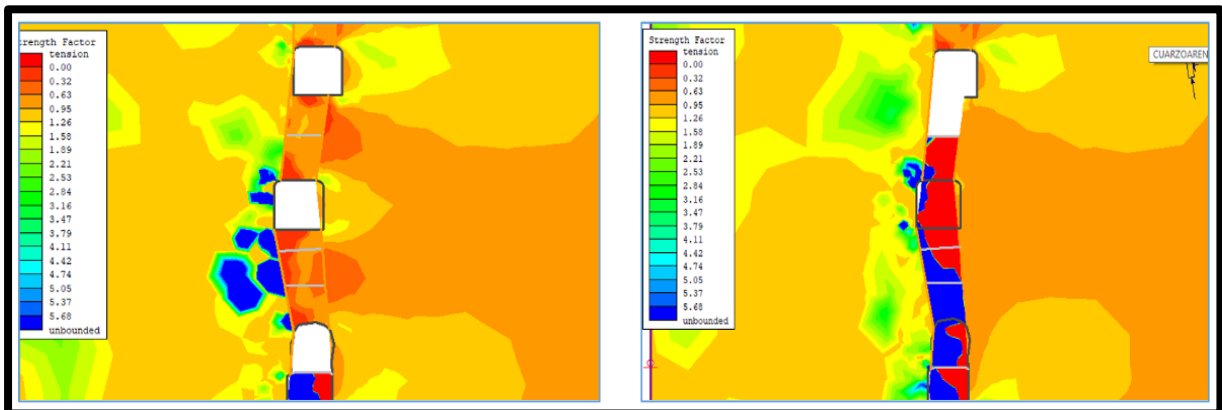
FUENTE: Área de geomecánica Proyectos La Patagonia, 2024.

**Figura 11** — Análisis tenso-deformacional en las cámaras de carguío del RPA Chimú.



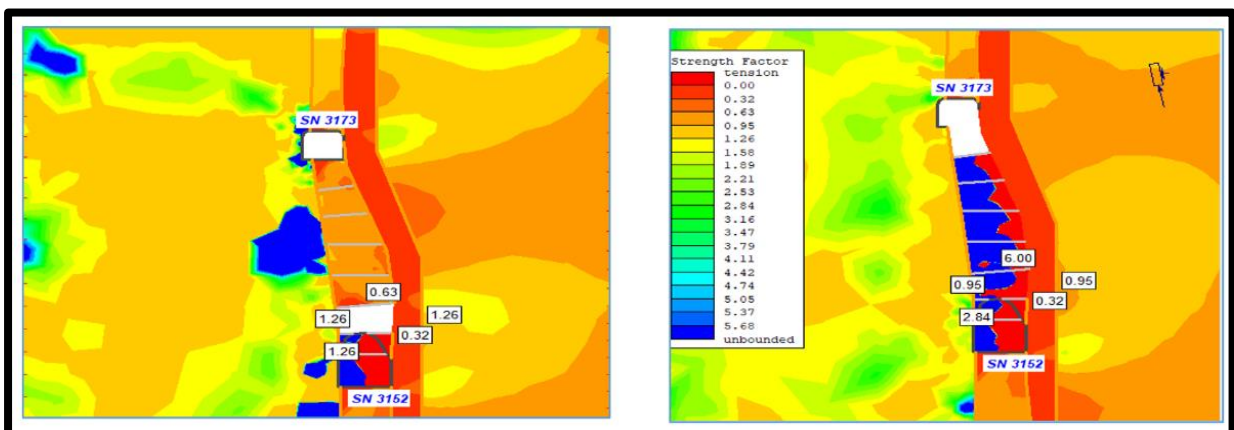
FUENTE: Área de geomecánica Proyectos La Patagonia, 2024.

**Figura 12** — Comunicación de nivel a nivel en tajeo de veta < a 3 mts con factores cerca de 1 sin soporte la caja piso con falla argílico lo cual se incrementa con refuerzo en las cajas antes de la comunicación.



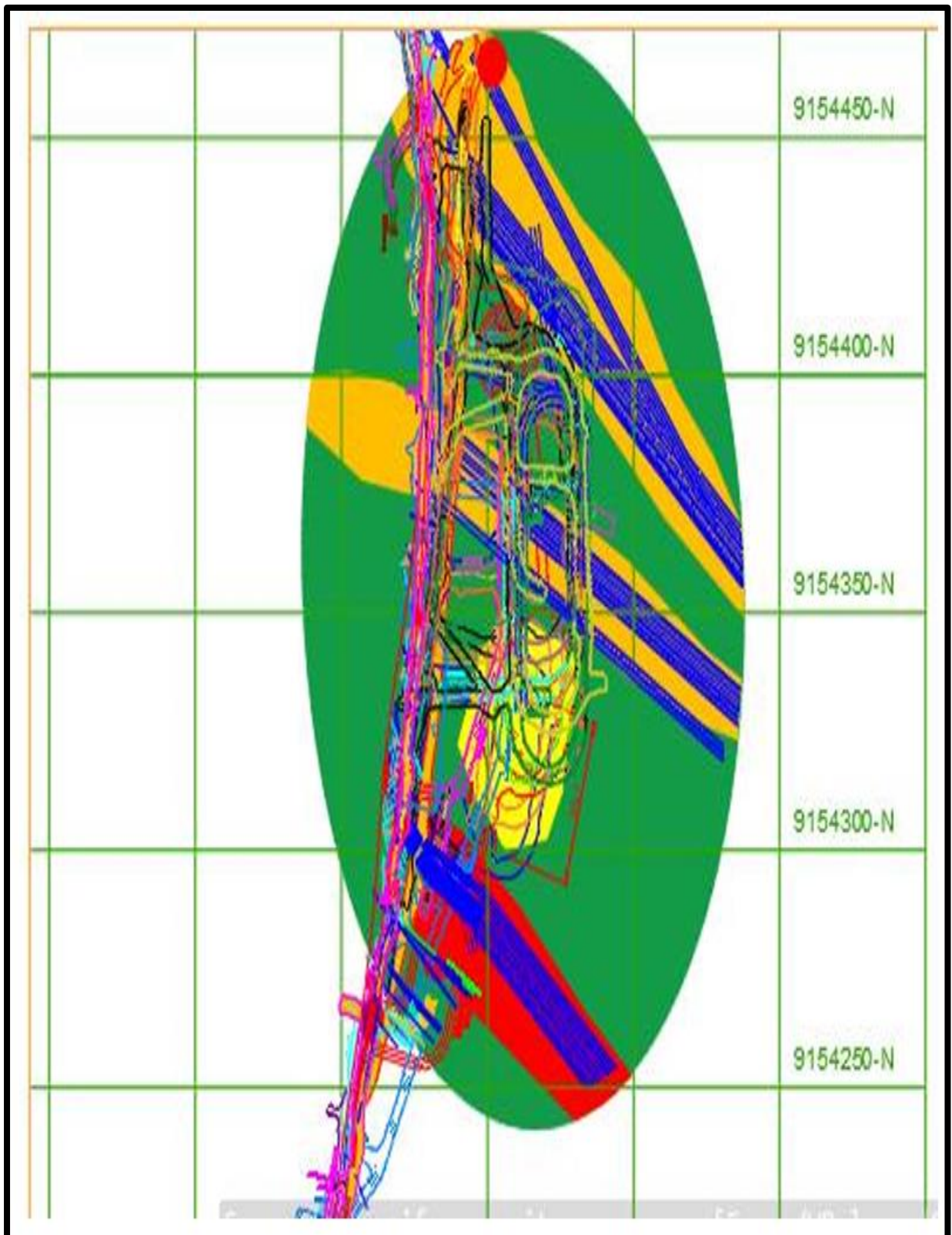
FUENTE: Área de geomecánica Proyectos La Patagonia, 2024.

**Figura 13** — Comunicación de nivel a nivel en tajeo de veta < a 3 mts con factores cerca de 1 sin soporte el cual se incrementa con refuerzo en las cajas antes de la comunicación.



FUENTE: Área de geomecánica Proyectos La Patagonia, 2024.

**Figura 14** — Factor de seguridad baja en zona ancha.



FUENTE: Área de geomecánica Proyectos La Patagonia, 2024.  
**Figura 15 — Zonificación geomecánica del macizo rocoso.**

### 5.1.1.3 Propiedades físicas del macizo rocoso

Las propiedades físicas Influyen en la respuesta de la roca frente a procesos como perforación y voladura que fueron clave en esta investigación.

Tabla 12 — Propiedades físicas, ensayos en geomecánica.

ID muestra	Diámetro "d" (cm)	Altura "h" (cm)	Peso seco	Peso húmedo	Densidad seca (gr/cm <sup>3</sup> )	Densidad húmeda (gr/cm <sup>3</sup> )	Peso específico seco (kN/m <sup>3</sup> )	Peso específico húmedo (kN/m <sup>3</sup> )	Peso específico seco (t/m <sup>3</sup> )	Peso específico húmedo (t/m <sup>3</sup> )	Absorción (%)	Porosidad aparente (%)
DAC-01	4,20	2,33	66,18	70,37	2,05	2,18	20.11	21.39	2,05	2,18	13,00	24,11
	4,20	2,03	59,62	63,00	2,12	2,24	20.80	21.97	2,12	2,24	12,00	21,52
	4,20	2,22	64,90	68,59	2,11	2,23	20.70	21.88	2,12	2,23	12,00	21,89
<b>Promedio</b>			<b>63,57</b>	<b>67,32</b>	<b>2,09</b>	<b>2,22</b>	<b>20.54</b>	<b>21.75</b>	<b>2,10</b>	<b>2,22</b>	<b>12,33</b>	<b>22,51</b>
QZ-ART-01	4,20	2,41	82,47	82,81	2,47	2,48	24.23	24.33	2,47	2,48	1,00	8,56
	4,20	2,24	76,96	77,27	2,48	2,49	24.33	24.43	2,48	2,49	1,00	8,19
	4,20	2,12	73,43	73,72	2,50	2,51	24.53	24.62	2,50	2,51	1,00	7,45
<b>Promedio</b>			<b>77,62</b>	<b>77,93</b>	<b>2,48</b>	<b>2,50</b>	<b>24.33</b>	<b>24.53</b>	<b>2,48</b>	<b>2,49</b>	<b>2,00</b>	<b>2,68</b>
MINE-01	4,20	2,25	78,55	81,05	2,52	2,60	24.72	25.51	2,52	2,60	8,00	6,71
	4,20	2,26	78,59	81,10	2,51	2,59	24.62	25.41	2,52	2,59	8,00	7,08
	4,20	2,21	74,10	76,85	2,42	2,51	23.74	24.62	2,42	2,51	9,00	10,41
<b>Promedio</b>			<b>77,08</b>	<b>79,67</b>	<b>2,49</b>	<b>2,57</b>	<b>24.43</b>	<b>25.21</b>	<b>2,49</b>	<b>2,57</b>	<b>8,00</b>	<b>7,82</b>

FUENTE: Elaboración propia.

En la tabla 12 se aprecia los ensayos con resultados de la muestra DAC-01 con peso específico seco en promedio  $20,54\text{kN/m}^3$  y peso específico húmedo en promedio  $21,75\text{kN/m}^3$ , contenido de humedad promedio  $12,33\%$  y una porosidad aparente promedio  $22,51\%$ . También se aprecia los ensayos con resultados de la muestra MINE-01 con peso específico seco en promedio  $24,43\text{kN/m}^3$  y peso específico húmedo en promedio  $25,21\text{kN/m}^3$ , contenido de humedad promedio  $8\%$  y una porosidad aparente promedio  $7,82\%$ . Datos muy importantes que serán utilizados para calcular el tonelaje roto.

### 5.1.2 Parámetros de voladura

Con el propósito de optimizar el diseño de perforación y voladura en la galería 4139N, se propuso una reconfiguración técnica del esquema del diseño de malla y carga, dividiendo el tramo de 100 metros en dos sectores: los primeros 80 metros con el diseño de malla de perforación 01, y los 20 metros restantes con el diseño de malla de perforación 02. Esta estrategia busca reducir la cantidad de taladros a perforar, el consumo de explosivos, mejorar la fragmentación y asegurar una distribución energética más eficiente y segura.

La configuración vigente utilizaba un diseño de malla con 40 taladros que no eran establecidos para galerías, un total de 210 cartuchos por diseño, con una carga total de  $20,83\text{kg}$  de emulnor verificar tabla 14. El tipo de explosivo más empleado fue el de 5000, representando más del  $55\%$  del total, Las zonas de mayor carga específica fueron Destroce/Producción, con hasta  $3,53\text{kg}$  lo que implicaba un elevado consumo energético y posibles riesgos de sobreexcavación.

Esta distribución de tramos, primero 80 metros y después 20 metros, se planteó por recomendación geomecánica, estableciendo los tramos de la galería en roca tipo IV-A y III-B respectivamente para realizar los diseños, que también se puede verificar en la tabla 3 los rangos geomecánicos y las recomendaciones geomecánicas en el anexo 2, imagen 3.

### 5.1.2.1 Número de taladros

#### a) Diseño de malla de perforación optimizada

Se dividió en dos tramos:

- **Diseño de malla 01 (80 metros):** Se emplearon 160 cartuchos por malla perforada, con una carga total de 15,34kg de Emulnor verificar tabla 24. Esta malla se diseñó priorizando el uso de cartuchos de menor gramaje (E1000 y E3000), disminuyendo significativamente la carga por taladro, Se observó una distribución energética más equilibrada, con valores máximos de 2,38kg/arranque, lo cual mejora la seguridad y la calidad del arranque.
- **Diseño de malla 02 (20 metros):** Diseñada para los metros finales de la galería, esta malla incluyó 172 cartuchos por malla perforada, con una carga total de 16,58kg de emulnor verificar tabla 25. Aunque la carga por taladro fue ligeramente superior en ciertas zonas (hasta 3,33kg/taladro en *Destroce/Producción*), se mantuvo dentro de márgenes técnicos aceptables y necesarios para garantizar un buen rendimiento en roca de mayor dureza.
- **Perforación:** En la unidad minera Callanquitas se tiene previsto ejecutar un programa de minado subterráneo para el año 2025 con la ejecución de diferentes labores, el cual se considera realizar un avance total de 4185m de los cuales 1195 en labores de exploración, 985m en desarrollo y 2005m en labores de preparación además teniendo en cuenta la explotación de tajos. En las siguientes tablas se establece los metros de avance y las TM de desmonte y de mineral a ejecutar. Para el cual se diseña los diferentes tipos de mallas de perforación a las secciones a ejecutar el programa.



b) **Número de taladro por labores utilizando el modelo matemático de Konya (antes)**

Son calculados en función de las pruebas de campo realizadas en el presente año.

$$N^{\circ}t = \left(\frac{p}{dt}\right) + (CXS)$$

**Tabla 13 — Número de taladros por labores en proyectos la Patagonia**

T LABOR	Ancho	Alto	Sección	Perímetro	dt	C-K	Nro tal/disp.
RAMPA	3,50	3,50	13,11	14,00	0,50	2,00	55,00
VENTANA / CRUCERO / BY PASS / SUB NIVEL	2,40	2,70	6,93	10,20	0,50	2,00	35,00
CHIMENEA de ventilación	2,20	2,00	4,71	8,40	0,50	2,00	27,00
CHIMENEA buzón - camino	2,40	1,20	3,08	7,20	0,50	2,00	21,00
GALERÍA / SUB NIVEL	2,40	2,70	6,93	10,20	0,50	2,00	35,00
SUB NIVEL (Convencional)	1,20	1,90	2,44	6,20	0,50	2,00	18,00
CHIMENEA	1,50	1,50	2,52	6,00	0,50	2,00	18,00

FUENTE: Área de planeamiento Proyectos la Patagonia, 2024.

**Tabla 14 — Cálculo de cartuchos por taladro para cada frente en Proyectos la Patagonia**

SECCIÓN 2.4 X 2.7 M (GL 4139N)											
Ubicación	alivio	cargados	E1000 (cart/tal)	E3000 (cart/tal)	E5000 (cart/tal)	Nro Cart/tal.	TOTAL Cart.	E1000 (kg)	E3000 (kg)	E5000 (kg)	TOTAL (kg/tal)
Alivio	5	0	0	0	0	0	0	0,00	0,00	0,00	0,00
Arranque	0	4	0	0	6	6	24	0,00	0,00	2,45	2,45
Ayuda	0	4	0	0	6	6	24	0,00	0,00	2,45	2,45
2da.Ayuda	0	4	0	4	2	6	24	0,00	1,54	0,82	2,35
Cuadradores	0	4	0	4	2	6	24	0,00	1,54	0,82	2,35
Destroce/ producción	0	6	0	4	2	6	36	0,00	2,30	1,22	3,53
Corona	0	5	6	0	0	6	30	2,85	0,00	0,00	2,85
Astiales	0	4	0	2	4	6	24	0,00	0,77	1,63	2,40
Arrastres	0	4	0	0	6	6	24	0,00	0,00	2,45	2,45
<b>Total</b>		<b>35</b>					<b>210</b>				<b>20,83</b>
		<b>Total Cart.</b>	<b>30</b>	<b>64</b>	<b>116</b>						
		<b>kg de Emulnor</b>	<b>2,85</b>	<b>6,14</b>	<b>11,83</b>		<b>20,83</b>				

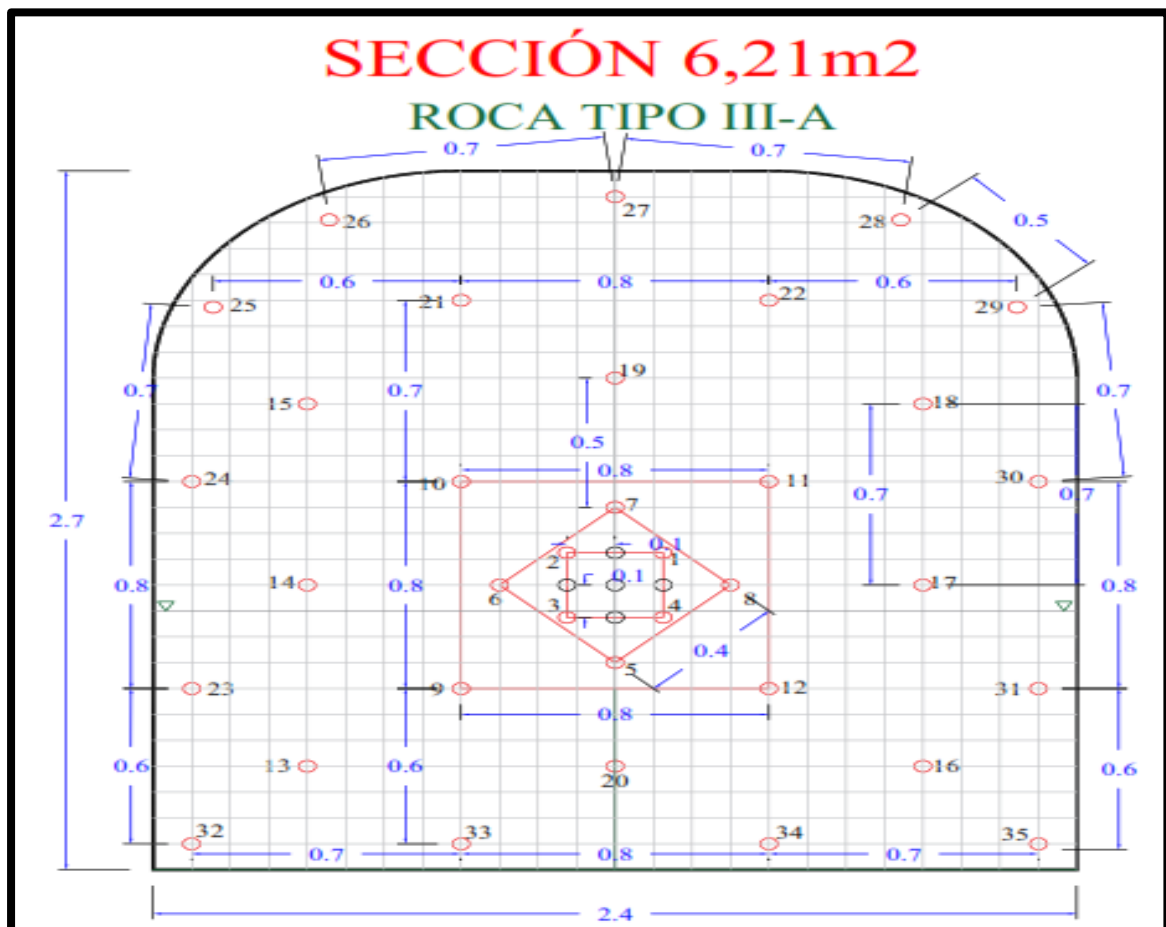
FUENTE: Área de planeamiento Proyectos La Patagonia, 2024.



TALADRO		Tipo de voladura	Emulsion cart/tal.	Det.Ensa mblado	Cordón Ignición
Long. Real	1.74 m	continua	6.0	1	0.4
Taco	0.24 m				
Long. Carga	0.96 m				
Diámetro	0.038 m				
<b>CARTUCHO EMULSION 1000, 3000, 5000</b>					
Cartuchos/taladro	6.0 und	<div style="border: 1px dashed black; padding: 5px;">                     Nro cart = long. Carga / long. Cartucho                      Peso x tal. = Nro cartuchos x peso cartucho                 </div>			
Factor de carga	0.655 kg/tal.				
<b>Densidad E1000</b>	1130 Kg/m3	<b>Densidad E3000</b>	1140 Kg/m3	<b>Densidad E5000</b>	1160 Kg/m3
Diámetro E1000	0.025 m	Diámetro E3000	0.025 m	Diámetro E5000	0.025 m
Long. E1000	0.178 m	Long. E3000	0.203 m	Long. E5000	0.203 m
Peso E1000	0.095 Kg	Peso E3000	0.110 Kg	Peso E5000	0.116 Kg

FUENTE: Área de planeamiento Proyectos La Patagonia, 2024.

Figura 16 — Distribución de carga según el área de planeamiento.



FUENTE: Área de planeamiento Proyectos La Patagonia, 2024.

Figura 17 — Malla de perforación, sección 2,4m x 2,7m. roca III-A / III-B.



En esta figura se aprecia el diseño de malla estandarizado por el área de planeamiento en la unidad minera, lo cual se observa que es para tipo de roca III-A y III-B, significa que es un diseño adecuado para roca dura, pero la investigación se enfoca en específico a la galería 4139N, por lo que se debe realizar reajustes de cantidad de taladros y nuevos diseños de mallas de perforación.

**Tabla 15 — Perforación y desgaste de algunas rocas comunes**

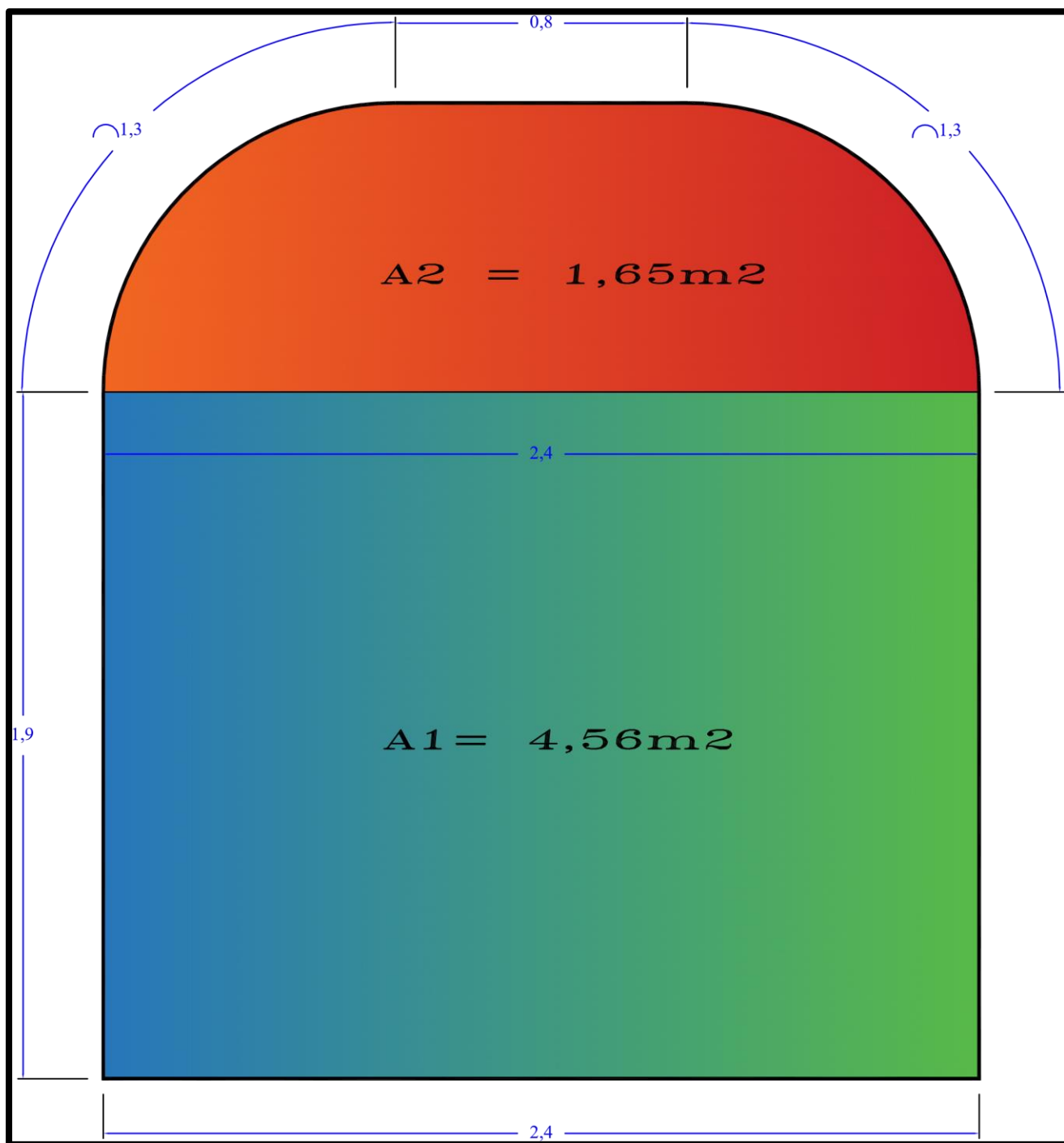
TIPO DE ROCA	PERFORABILIDAD	DESGASTE
Granito (roca ígnea plutónica)	Normal de perforar	Mucho desgaste en la broca y el varillaje
Basalto (roca ígnea)	Normal de perforar	Menos desgaste en el varillaje
Diorita (rocas plutónicas)	Normal de perforar	Desgaste normal en el varillaje
Anfibolita (roca metamórfica)	Difícil de perforar	Produce un fuerte desgaste debido al contenido de cuarzo
Gneis (roca metamórfica)	Más difícil de perforar debido a la granulación fina	Produce un fuerte desgaste
Pizarra (roca metamórfica)	Fácil de perforar	Poco desgaste en los aceros
Caliza (roca sedimentaria)	Fácil de perforar	Poco desgaste en los aceros
Arenisca (roca sedimentaria)	Fácil de perforar	Produce un fuerte desgaste por la presencia del cuarzo
Cuarcita (roca metamórfica)	Difícil de perforar por la presencia del SiO <sub>2</sub>	Produce un elevado desgaste de los aceros

FUENTE: Área de planeamiento Proyectos La Patagonia, 2024.

Se plantea diferentes modelos matemáticos para realizar el cálculo de taladros por labores, eligiendo el que más se ajuste a nuestro estudio en específico a la galería 4139N.



Cabe recalcar que tenemos el área de la sección exacta  $6,21\text{m}^2$  modelado en AutoCAD.



FUENTE: Elaboración propia.

**Figura 18** — Sección  $6,21\text{m}^2$  de la galería 4139N.



a) **Formula empírica**

$$N^{\circ}tal = 10 \times \sqrt{S}$$

$$N^{\circ}tal = 10 \times \sqrt{6,21m^2}$$

$$N^{\circ}tal = 24,92 \approx 25$$

b) **Modelo matemático de Protodyakonov**

$$N^{\circ}tal = K \times \sqrt{F \times S}$$

Donde:

- $N^{\circ}tal$ : Número de taladro cargados
- K: Coeficiente del valor de  $\Phi$  del ángulo de fricción
  - $K=2,00$  para  $\Phi$  alto
  - $K=2,70$  para  $\Phi$  bajo
- S: Área de la sección ( $m^2$ )
- F: Factor de resistencia

**Tabla 16 — Factor de resistencia**

F	Grado de dureza	Rocas
20	Muy dura	Calcita
15	Dura	Caliza silificada
10-8	Semidura-Suave	Granito, Caliza
6-4	Muy suave	Caliza fracturada

FUENTE: Protodiaknov, 1964.

$$N^{\circ}tal = 2,70 \times \sqrt{10 \times 6,21m^2}$$

$$N^{\circ}tal = 21,28 \approx 22$$



c) **Modelo matemático de Langenford**

$$N^{\circ}tal * m^2 = 2,70 \times \sqrt{\frac{Rc}{S}}$$

Donde:

- Rc: resistencia a la compresión triaxial ( $kg/cm^2$ )
- S: sección de galería ( $m^2$ )
- $Rc_{lutita} = 2,21MPa = 22,54Kg - f/cm^2$  ; dato obtenido de la tabla 7.

**Tabla 17 — Resistencia a la compresión simple aproximada según tipo de roca**

<b>F</b>	<b>Tipo de roca</b>
>2000	Calcitas, Grabo, Basalto
1000-	Mármol, Granito, Gneis
500-1000	Arenisca, Pizarra, Lutita
250-100	Carbón, Limonita, Esquito
10-250	Yeso
FUENTE: Protodiaknov, 1964.	

$$N^{\circ}tal * m^2 = 2,70 \times \sqrt{\frac{22,54Kg - f/cm^2}{6,21m^2}}$$

$$N^{\circ}tal * m^2 = 5,14$$

$$N^{\circ}tal * area = \frac{5,14}{m^2} * 6,21m^2$$

$$N^{\circ}tal = 31,92 \approx 32$$



d) **Modelo matemático de Konya**

$$N^{\circ}tal = \left(\frac{p}{dt}\right) + (CXS)$$

Donde:

- N° tal: Número de taladro cargados
- P: perímetro
- dt: distancia entre taladros
- C: coeficiente o factor de roca
- S: sección de galería ( $m^2$ )

**Tabla 18 — Coeficiente o factor de roca que tiene los siguientes valores**

K-C	Tipo de roca
2,00 a 2,25	Rocas duras difíciles de romper
1,5 a 1,7	Rocas intermedias
1,0 a 1,2	Rocas friables, suaves, prefracturadas

FUENTE: Protodiaknov, 1964.

**Tabla 19 — Aplicación de la fórmula práctica planteada por el área de planeamiento**

T_LABOR	Ancho	Alto	Sección	Perímetro	dt	K-C	Nro tal/disp,
RAMPA	3,50	3,50	13,11	14,00	0,50	2,00	55,00
VENTANA / CRUCERO / BY PASS / SUB NIVEL	2,40	2,70	6,93	10,20	0,50	2,00	35,00
CHIMENEA de ventilación	2,20	2,00	4,71	8,40	0,50	2,00	27,00
CHIMENEA buzón - camino	2,40	1,20	3,08	7,20	0,50	2,00	21,00
GALERÍA / SUB NIVEL	2,40	2,70	6,21	9,51	0,50	1,40	28,00
SUB NIVEL (Convencional)	1,20	1,90	2,44	6,20	0,50	2,00	18,00
CHIMENEA	1,50	1,50	2,52	6,00	0,50	2,00	18,00

FUENTE: Elaboración propia.



$$N^{\circ}tal = \left(\frac{p}{dt}\right) + (CXS)$$

$$N^{\circ}tal = \left(\frac{9,51}{0,50}\right) + (1,40 \times 6,21)$$

$$N^{\circ}tal = 27,71 \approx 28$$

Finalmente hacemos una comparación de los resultados obtenidos con los diferentes modelos matemáticos para utilizar el que más se acerca al contexto de estudio.

### 5.1.2.2 Burden y espaciamento

Existen modelos matemáticos para hacer el cálculo del burden y espaciamento, de acuerdo al contexto analizado, optamos por el modelo matemático de Konya, ya que contamos con la densidad del explosivo 1,14g/cm<sup>3</sup> promediado entre los diferentes emulnores 1000, 3000, 5000, que se utilizaron para la voladura y la densidad de la roca promedio 2,34g/cm<sup>3</sup> de las 2 muestras seca y húmeda obtenido de la tabla 5.

#### e) Modelo matemático de Konya:

$$B = 3,15 \times D_{expl} \times \sqrt{\frac{\rho_{expl}}{\rho_{roca}}}$$

Donde:

- B : burden (en pies)
- D<sub>expl</sub> : diámetro del explosivo 1(pulg)
- ρ<sub>expl</sub> : densidad del explosivo 1,14(g/cm<sup>3</sup>)
- ρ<sub>roca</sub> : densidad de la roca 2,34(g/cm<sup>3</sup>)

$$B = 3,15 \times 1\text{pulg} \times \sqrt{\frac{1,14\text{g/cm}^3}{2,34\text{g/cm}^3}}$$

$$B = 2,20\text{pies}$$

$$B = 0,67\text{m}$$



El resultado del cálculo del burden permitió establecer un valor óptimo de 0,67m este valor representa un equilibrio técnico entre la distribución de taladros y estabilidad geomecánica, ya que asegura una adecuada transferencia de energía sin provocar sobreexcavación ni pérdida de explosivo. El resultado fue incorporado en el diseño de la malla optimizada, contribuyendo a una fragmentación más controlada y a la reducción del número de taladros por labor.

**Tabla 20 — Fórmula general del espaciamiento**

Autor	Fórmula base	Coficiente K sugerido
Nicholas, D, M, (1992)	$E=k \cdot B$	1,0 – 1,25
Jimeno, C, L, et al, (1995)	$E=k \cdot B$	1,0 – 1,3
ISEE (2006)	$E=k \cdot B$	1,0 – 1,25
Konya, C, J, y Walter, E, J, (1990)	$E=1,2 \cdot B$	1,0 – 1,2
FUENTE: Protodiaknov, 1964.		

$$E = K \times B$$

$$E = 1,20 \times 0,67$$

$$E = 0,80m$$

Teniendo el burden y espaciamiento máximo se diseña la malla de perforación.



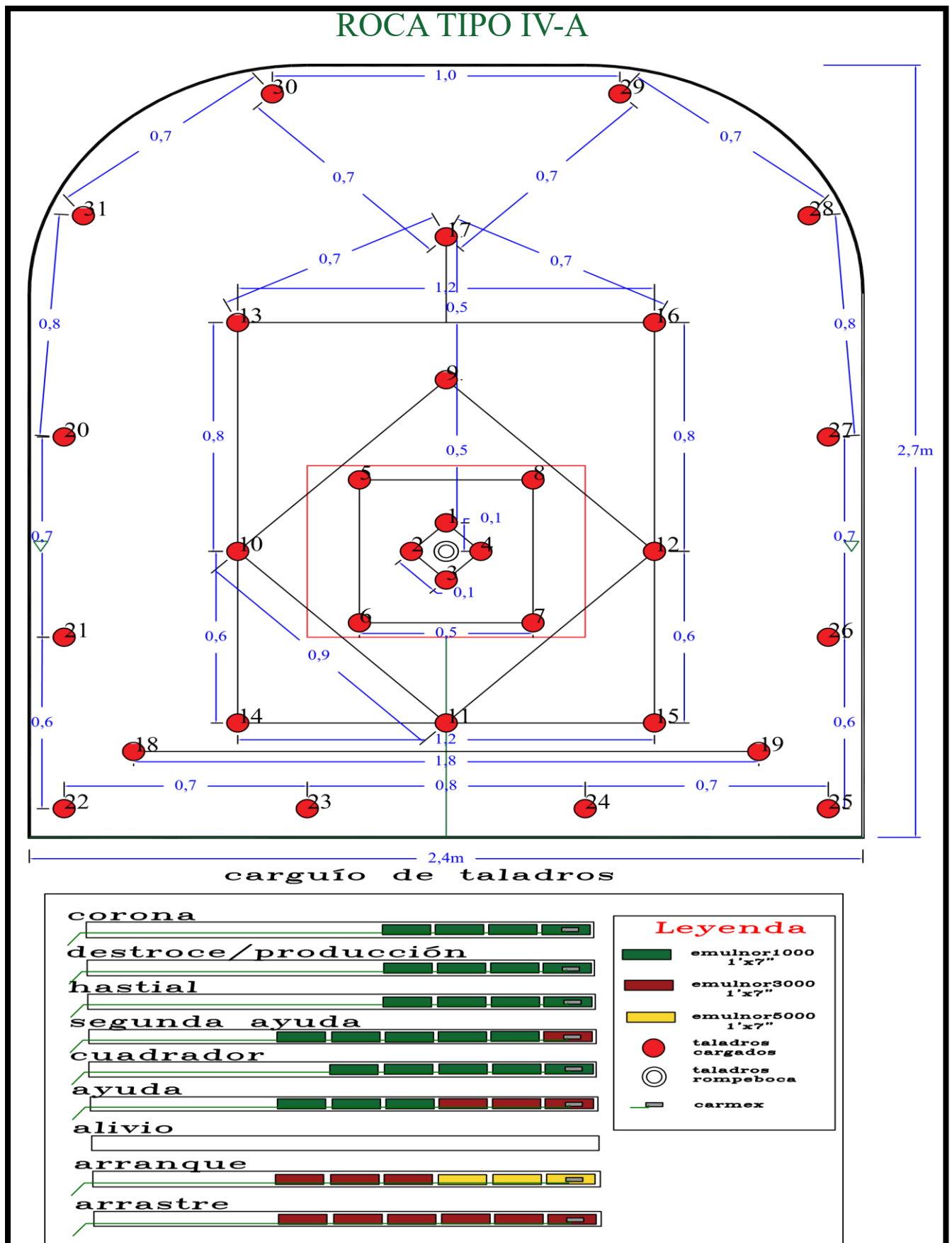
**Tabla 21 — Comparación de los resultados en el cálculo de taladros**

<b>Modelo matemático</b>	<b>Resultado del número de taladros</b>
Formula empírica	25
Modelo matemático de Protodyakonov	22
Modelo matemático del Langenford	32
Modelo matemático de Konya	28

FUENTE: Elaboración propia.

Después de realizar el cálculo de numero de taladros utilizando diferentes modelos matemáticos el más confiable por la Rc es el de Langenford resultando 32 taladros para diseñar la malla de perforación 01.





FUENTE: Elaboración propia.

Figura 19 — Malla de perforación 01, sección 2,4m x 2,7m. roca IV – A.



**Figura 19.** Se aprecia el primer diseño de malla de perforación propuesta y aplicada en campo verificar anexo B – figuras 27, 28, 29 y 30, en el que se redujo la cantidad de taladros de 40 a 32(31 taladros cargados y 1 taladro de alivio), con un arranque tipo corte quemado de 05 taladros, se diseñó el frente de la galería 4139N en el tramo 01, también se observa que ya no existe un taladro en la parte central de la corona, debido al realce de sobre rotura incontrolada no se perforó por lo tanto no hubo carga. Para el carguío de taladros se tiene una modificación numérica de cartuchos sobre todo en los hastiales y corona, para tener una labor controlada y estandarizada, empezando por solo tener 04 taladros en la corona, estos taladros fueron cargados con 04 cartuchos(emulnor 1000) realizando un carguío de la corona con 16 cartuchos sumando 1,52kg por los 04 taladros verificar tabla 25, esto comparado con el carguío de taladros de corona antes 06 cartuchos(emulnor 1000) 05 taladros sumando 2,85kg verificar tabla 14, se tiene una reducción muy considerable de 1,33kg ahorrados en solo la corona por cada disparo. Por consiguiente, se continuó aplicando para el segundo diseño de malla de perforación la fórmula más óptima en el que se utilizó la resistencia a la compresión triaxial.

**f) Modelo matemático de Langenford**

$$N^{\circ}tal * m^2 = 2,70 \times \sqrt{\frac{RC}{S}}$$

Donde:

- RC: resistencia a la compresión simple triaxial, ( $kg/cm^2$ )
- S: sección de galería, ( $m^2$ )
- $RC_{arenisca} = 2,51MPa = 25,59Kg - f/cm^2$  ; dato obtenido de la tabla 7
- $S = 6,21m^2$

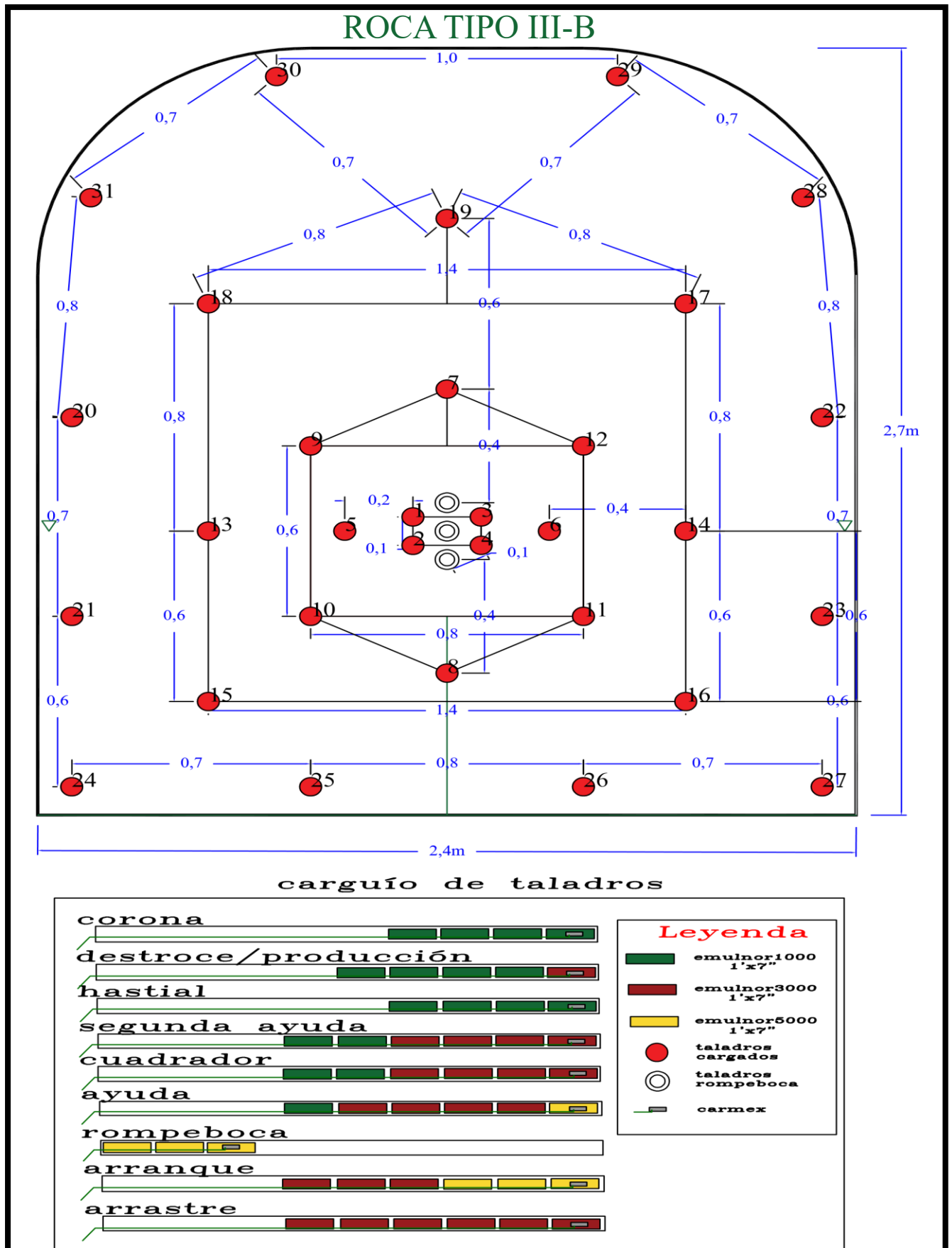
$$N^{\circ}tal * m^2 = 2,70 \times \sqrt{\frac{25,59Kg - f/cm^2}{6,21m^2}}$$

$$N^{\circ}tal * m^2 = 5,48$$

$$N^{\circ}tal * area = \frac{5,48}{m^2} * 6,21m^2$$

$$N^{\circ}tal = 34,03 \approx 34$$

Con estos datos se realizó el segundo diseño de malla de perforación.



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 20 — Malla de perforación 02, sección 2,4m x 2,7m. roca III-B.

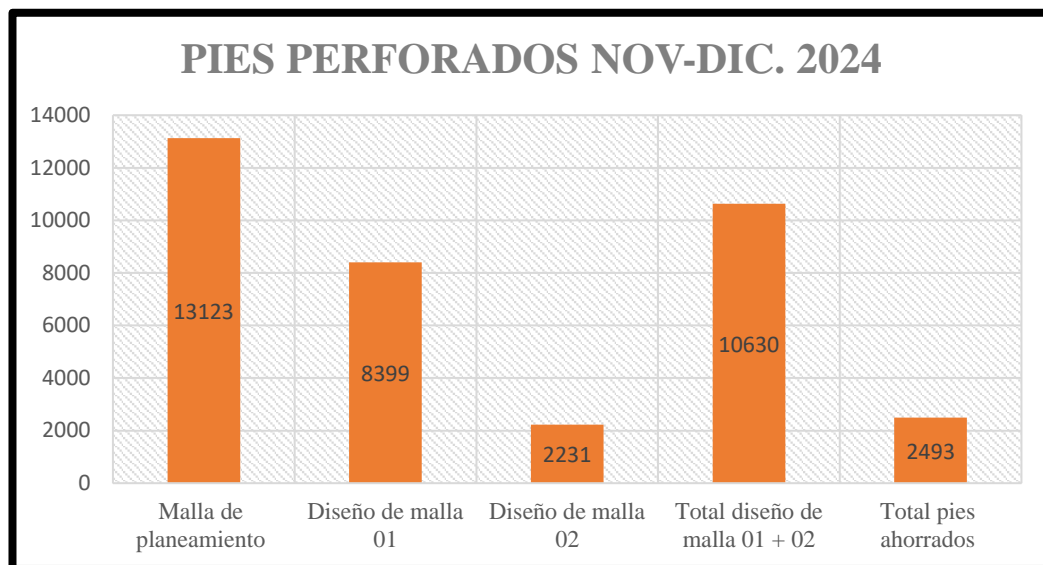


**Figura 20.** Se aprecia el segundo diseño de malla de perforación propuesta y aplicada en campo verificar anexo B – figuras 31, 32 y 33, en el que se redujo la cantidad de taladros de 40 a 34(31 taladros cargados y 3 taladros rompeboca), con un arranque tipo corte quemado de 07 taladros, se diseñó el frente de la galería 4139N en el tramo 02, también se observa que ya no existe un taladro en la parte central de la corona, debido al realce de sobre rotura incontrolada no se perforó por lo tanto no hubo carga. Para el carguío de taladros se tiene una modificación numérica de cartuchos sobre todo en los hastiales y corona, para tener una labor controlada y estandarizada, empezando por solo tener 04 taladros en los hastiales, estos taladros fueron cargados con 04 cartuchos(emulnor 1000) realizando un carguío de los hastiales con 16 cartuchos sumando 1,52kg por los 04 taladros verificar tabla 26, esto comparado con el carguío de taladros de hastiales antes 06 cartuchos(04 emulnor de 5000 y 02 emulnor de 3000 para cada taladro) 04 taladros sumando 2,40kg verificar tabla 14, se tiene una reducción muy considerable de 0,88kg ahorrados en solo los hastiales por cada disparo.

**Tabla 22 — Pies perforados NOV-DIC, 2024**

<b>Mallas</b>	<b>Pies perforados</b>	<b>Total, PP.</b>
Malla de planeamiento	13123,36	13123
Diseño de malla 01	8398,95	8399
Diseño de malla 02	2230,97	2231
Total diseño de malla 01 + 02		10630
<b>Total pies ahorrados</b>		<b>2493</b>
FUENTE: Elaboración propia.		





FUENTE: Elaboración propia.

**Figura 21 — Pies perforados nov. - dic. 2024.**

En la figura 21, se aprecia que hay 2493 pies ahorrados a perforar en 100 metros de avance en la galería 4139N.

## 5.2 Optimización de la voladura con reducción de costos operativos

### 5.2.1 Perforación y voladura

#### 5.2.1.1 Tipo de explosivo

**Tabla 23 — Tipo de explosivo utilizado para la voladura en la galería 4139N**

Explosivos y accesorios de voladura		Descripción
explosivo	Emulnor 1000 1”X7”	0,95kg/und
	Emulnor 3000 1”X7”	0,96kg/und
	Emulnor 5000 1”X7”	0,10kg/und
accesorio	Carmex	31und/frente; 34und/frente
cordón de ignición	Mecha rápida	5 metros /disparo

FUENTE: Elaboración propia.

Se utilizaron Emulnors de 1000, 3000 y 5000 como explosivos teniendo como accesorio de voladura el Carmex, y siendo iniciado con el cordón de ignición (mecha rápida). Todos los procesos de voladura fueron cargados de esa manera, verificar anexo 2, imágenes 6 y 9.



5.2.1.2 Factor de potencia

Tabla 24 — Promedio de factor de potencia según la excavación

Área de túnel en m <sup>2</sup>	Kilos de explosivos estimados por m <sup>3</sup> de roca					
	En roca dura y tenaz		En roca intermedia		En roca suave y friable	
de 1 a 5	2,60	a 3,20	1,80	a 2,30	1,20	a 1,60
de 5 a 10	2,00	a 2,60	1,40	a 1,80	0,90	a 1,20
de 10 a 20	1,65	a 2,00	1,10	a 1,40	0,60	a 0,90
de 20 a 40	1,20	a 1,65	0,75	a 1,10	0,40	a 0,60
de 40 a 60	0,80	a 1,20	0,50	a 0,75	0,30	a 0,40

FUENTE: Protodiaknov, 1964.

Tabla 25 — Factor de potencia sección 2,4m X 2,7m (GL 4139N) diseño de malla de perforación 01

Sección 2,4m x 2,7m (galería 4139N) diseño de malla de perforación 01											
Ubicación	alivio	cargados	E1000 (cart/tal)	E3000 (cart/tal)	E5000 (cart/tal)	Nro Cart,	TOTAL Cart,	E1000 (kg)	E3000 (kg)	E5000 (kg)	TOTAL (kg/tal)
Alivio	1	0	0	0	0	0	0	0,00	0,00	0,00	0,00
Arranque	0	4	0	3	3	6	24	0,00	1,15	1,22	2,38
Ayuda	0	4	3	3	0	6	24	1,14	1,15	0,00	2,29
2da. Ayuda	0	4	5	1	0	6	24	1,90	0,38	0,00	2,28
Cuadrador	0	4	5	0	0	5	20	1,90	0,00	0,00	1,90
Destroce/producción	0	3	4	0	0	4	12	1,14	0,00	0,00	1,14
Corona	0	4	4	0	0	4	16	1,52	0,00	0,00	1,52
Hastial	0	4	4	0	0	4	16	1,52	0,00	0,00	1,52
Arrastre	0	4	0	6	0	6	24	0,00	2,30	0,00	2,30
<b>Total</b>		<b>31</b>					<b>160</b>				<b>15,34</b>
		<b>Total Cart,</b>	<b>96</b>	<b>52</b>	<b>12</b>		<b>160</b>				
		<b>kg de Emulnor</b>	<b>9,12</b>	<b>4,99</b>	<b>1,22</b>		<b>15,34</b>				

FUENTE: Elaboración propia.

En la tabla 25, se aprecia la cantidad de cartuchos utilizados para el frente de la galería 4139N en el que se detalla el uso total de 15,34kg por disparo utilizando datos de la tabla 23.



**g) Volumen de frente perforado**

$$V = S \times L \times Ef ; \text{Hartman, H. L. (Ed.). (1992)}$$

Donde:

- S: sección de labor
- L: longitud promedio de perforación
- Ef eficiencia de perforación

$$V = 6,21m^2 \times 1,74m \times 0,95$$

$$V = 10,27m^3$$

Tonelaje roto (TR)

$$Pe \text{ lutita} = 2,10t/m^3 ; \text{dato obtenido de la tabla 5}$$

$$TR = V \times Pe ; \text{Hustrulid, W. A., Kuchta, M., (2013)}$$

$$TR = 10,27m^3 \times 2,10t/m^3$$

$$TR = 21,57t$$

Se determina el factor de carga para el diseño de malla 1:

$$FC = \frac{\text{masa explosiva}}{\text{volumen}}$$

$$FC = \frac{15,34kg}{10,27m^3}$$

$$FC = 1,49kg/m^3$$

Se determina el factor de potencia para el diseño de malla 1:

$$FP = \frac{\text{masa explosiva}}{\text{tonelaje roto}}$$

$$FP = \frac{15,34kg}{21,57Tn} = 0,71kg/t$$



**Tabla 26 — Factor de potencia sección 2,4m X 2,7m (GL 4139N) diseño de malla de perforación 02**

Sección 2,4m x 2,7m (galería 4139N) diseño de malla de perforación 02											
Ubicación	alivio	cargados	E1000 (cart/tal)	E3000 (cart/tal)	E5000 (cart/tal)	Nro Cart,	TOTAL Cart,	E1000 (kg)	E3000 (kg)	E5000 (kg)	TOTAL (kg/tal)
rompe boca	0	3	0	0	3	3	9	0,00	0,00	0,92	0,92
Arranque	0	4	0	3	3	6	24	0,00	1,15	1,22	2,38
Ayuda	0	2	1	4	1	6	12	0,19	0,77	0,20	1,16
2da,Ayuda	0	2	2	4	0	6	12	0,38	0,77	0,00	1,15
Cuadrador	0	4	2	4	0	6	24	0,76	1,54	0,00	2,30
Destroce/producción	0	7	4	1	0	5	35	2,66	0,67	0,00	3,33
Corona	0	4	4	0	0	4	16	1,52	0,00	0,00	1,52
Hastial	0	4	4	0	0	4	16	1,52	0,00	0,00	1,52
Arrastre	0	4	0	6	0	6	24	0,00	2,30	0,00	2,30
<b>Total</b>		<b>34</b>					<b>172</b>				<b>16,58</b>
		<b>Total Cart,</b>	<b>74</b>	<b>75</b>	<b>23</b>		<b>172</b>				
		<b>kg de Emulnor</b>	<b>7,03</b>	<b>7,2</b>	<b>1,43</b>		<b>16,58</b>				

FUENTE: Elaboración propia.

En la tabla 26, se aprecia la cantidad de cartuchos utilizados para el frente de la galería 4139N en el que se detalla el uso total de 16,58kg por disparo utilizando datos de la tabla 23.

#### h) Volumen de frente perforado

$$V = S \times L \times Ef$$

Donde:

- S: sección de labor
- L: longitud promedio de perforación
- Ef eficiencia de perforación

$$V = 6,21m^2 \times 1,74m \times 0,95$$

$$V = 10,27m^3$$

Tonelaje roto (TR)

$Pe_{arenisca} = 2,49t/m^3$ ; dato obtenido de la tab. 5

$$TR = V \times Pe$$

$$TR = 10,27m^3 \times 2,49t/m^3$$

$$TR = 25,57t$$

Se determina el factor de carga para el diseño de malla 2:

$$FC = \frac{\text{masa explosiva}}{\text{volumen}}$$

$$FC = \frac{16,58kg}{10,27m^3}$$

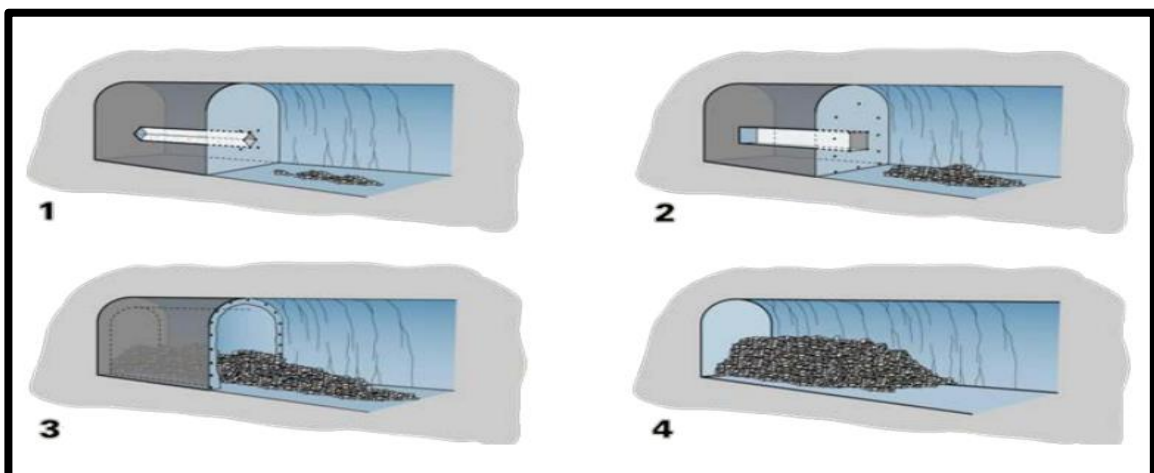
$$FC = 1,61kg/m^3$$

Se determina el factor de potencia para el diseño de malla 2:

$$FP = \frac{\text{masa explosiva}}{\text{tonelaje roto}}$$

$$FP = \frac{16,58kg}{25,57Tn}$$

$$FP = 0,65kg/t$$



FUENTE: Elaboración propia.

**Figura 22 — Fragmentación de la roca con el diseño de malla de perforación optimizado.**

Para el cálculo del tonelaje roto se estimó un volumen efectivo de  $10,27\text{m}^3$ , considerando una sección transversal de  $6,21\text{m}^2$ , una longitud promedio de perforación de  $1,74\text{m}$  y una eficiencia del 95%, Multiplicando este volumen por el peso específico aparente de la roca ( $Pe\text{ lutita} = 20,54\text{KN}/\text{m}^3 \approx 2,10\text{Tn}/\text{m}^3$ ;  $Pe\text{ arenisca} = 24,43\text{KN}/\text{m}^3 \approx 2,49\text{Tn}/\text{m}^3$ ), se obtuvo un tonelaje roto de 21,57 y 25,57 toneladas métricas respectivamente, lo cual representa el volumen real de roca fragmentada durante el disparo. Este valor es clave para evaluar el rendimiento de la voladura y calcular los indicadores de eficiencia asociados.

Además, con el fin de mejorar la eficiencia de los costos de perforación en la galería 4139N, se compararon dos escenarios: el planeamiento inicial (antes de la optimización) y la implementación de la nueva malla optimizada (después), En el planeamiento original se contemplaba un diseño de malla de perforación con 40 taladros, aplicada en una longitud de 100m, lo que generaba un costo total de USD 18400.

Condiciones después de la optimización:

Luego del análisis técnico, se propuso la aplicación de mallas más eficientes, adaptadas a la dureza del macizo rocoso. Así, se establecieron configuraciones diferenciadas para dos tipos de zonas: encapado de roca suave y desmonte en roca media.

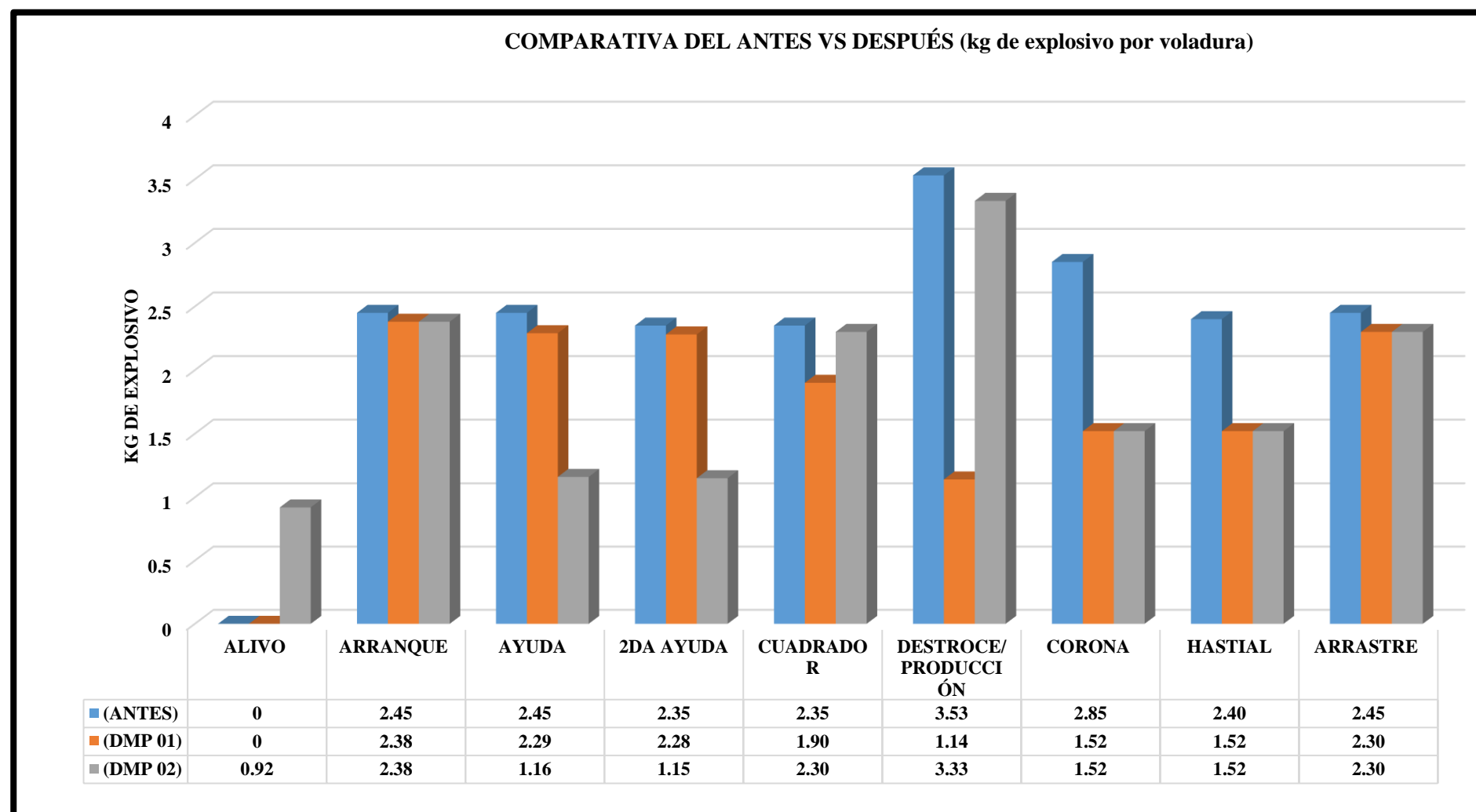
En los primeros 80 metros, se utilizó una malla de perforación de 32 taladros, manteniendo la longitud de 6 pies. Con esta configuración, se obtuvo una eficiencia similar (95%), diseñando 46 mallas de perforación para un avance de 2560 metros perforados, con un costo total de USD 11776, en los siguientes 20 metros, la malla de perforación se ajustó a 34 taladros, también con 6 pies de longitud, diseñando 12 mallas de perforación para un total de 680 metros perforados, con un costo de USD 3128.



5.2.2 Avance de labores

Tabla 27 — Análisis de costos antes vs después

Longitud - GL 4139N (BP 4033 N)		100 m									
Área involucrada	Clasificación	# Tal x Malla	Pies Perf. x Tal	Mts Perf. x Tal	Efic. Perforación (%)	Efic. Perforación (m)	Mts Perf. x Malla	# Mallas a Perforar	Total Mts x Perf.	Costo Oper. (\$/mp)	Costos (\$)
Planeamiento Mina	Antes	40 Tal	6 Pies	1.83 m	95%	1.74	69 m	58 Mallas	4,000.00 m	4.60 \$/m	18,400.00 \$
									Avance (Mts)	Costo (\$)	
									Costo Total	100 m	18,400.00 \$
Longitud - GL 4139N (BP 4033 N) - Total		100 m									
Encapado de Roca -Suave	50%	Malla 1	80 m								
Área involucrada	Clasificación	# Tal x Malla	Pies Perf. x Tal	Mts Perf. x Tal	Efic. Perforación (%)	Efic. Perforación (m)	Mts Perf. x Malla	# Mallas a Perforar	Total Mts x Perf.	Costo Oper. (\$/mp)	Costos (\$)
BRAYAN FLORES LETONA	Después	32 Tal	6 Pies	1.83 m	95%	1.74	56 m	46 Mallas	2,560.00 m	4.60 \$/m	11,776.00 \$
Desmonte - Media	50%	Malla 2	20 m								
Área involucrada	Clasificación	# Tal x Malla	Pies Perf. x Tal	Mts Perf. x Tal	Efic. Perforación (%)	Efic. Perforación (m)	Mts Perf. x Malla	# Mallas a Perforar	Total Mts x Perf.	Costo Oper. (\$/mp)	Costos (\$)
BRAYAN FLORES LETONA	Después	34 Tal	6 Pies	1.83 m	95%	1.74	59 m	12 Mallas	680.00 m	4.60 \$/m	3,128.00 \$
									Avance (Mts)	Costo (\$)	
									Costo x Avance	80 m	11,776.00 \$
									Costo x Avance	20 m	3,128.00 \$
									Costo Total	100 m	14,904.00 \$
									% Var	Costo Var (\$)	
									Reducción de costo	↓ 19%	↓ 3,496.00 \$



FUENTE: Elaboración propia.

**Figura 23 — Comparativa del carguío de explosivos por tipos de taladros**

### 5.3 Contratación de hipótesis

#### 5.3.1 Contratación de hipótesis general:

Con el rediseño de la malla de perforación se optimiza significativamente la voladura y se reduce los costos operativos considerablemente en galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.

##### a) Análisis:

El rediseño de la malla de perforación implicó una intervención técnica orientada a diseñar los parámetros de perforación y voladura adaptándolos a las características específicas del macizo rocoso y a la geometría de la galería, Esta intervención tuvo como resultado una reducción significativa en los recursos utilizados y en los indicadores críticos del proceso.

Los resultados muestran que la cantidad de pies perforados se redujo de 13,123 a un total combinado de 10,63pies con el uso de las mallas de perforación optimizadas (Malla 1 y Malla 2), Asimismo, se disminuyó el consumo de explosivos de 20,81kg a 15,34kg y 16,58kg en los respectivos tramos, evidenciando una mejora en la eficiencia energética del sistema de voladura.

Este cambio también impactó positivamente en los costos operativos: se pasó de un gasto de 18400 USD a un total de 14904 USD, lo que representa un ahorro del 19%. A pesar de esta reducción, la eficiencia de avance se mantuvo constante, lo que confirma que la optimización de la malla de perforación no solo disminuye los costos, sino que mantiene e incluso mejora la productividad.

Estos resultados se alinean con los hallazgos de investigaciones previas como la de Poma et al, (2020), quienes demostraron que una malla optimizada puede reducir hasta en 75% el tiempo de perforación y voladura, y con la de Buendía (2025), quien registró una disminución sustancial del costo por metro lineal tras una mejora en el diseño de perforación. Por tanto, la evidencia empírica permite confirmar plenamente la hipótesis general, al verificarse una mejora significativa y multifactorial en el proceso técnico analizado.

### 5.3.2 Contrastación de la primera hipótesis específica

#### a) Hipótesis

El rediseño de malla de perforación se modificará significativamente mediante el comportamiento del macizo rocoso en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.

#### b) Análisis:

La perforación constituye una de las actividades más críticas y costosas en el ciclo de minado subterráneo, por lo cual su optimización tiene implicancias directas sobre el rendimiento y la sostenibilidad del proceso, En este caso, la aplicación de un diseño técnico ajustado a la resistencia del macizo ( $RCS = 24,54Kg - f/cm^2$  y  $25,59Kg - f/cm^2$  respectivamente para la malla 1 y 2) y a la sección de la labor ( $6,21 m^2$ ), permitió mantener el número de taladros dentro de un rango técnico ideal (32 a 34 taladros), en contraste con los 40 taladros empleados en el diseño inicial, Además, el rediseño condujo a una notable reducción en los pies perforados: de 13123 a un total de 10630, sin sacrificar la longitud del avance ni la seguridad de la labor, Este hallazgo es coherente con los modelos teóricos como el propuesto por Guamán (2016), que destaca la relación directa entre diseño de malla, resistencia de la roca y reducción de perforaciones innecesarias.

La hipótesis queda confirmada, El rediseño de malla es muy adecuado para mejorar la perforación obteniendo resultados positivos en el cálculo de taladros a perforar.

### 5.3.3 Contrastación de la segunda hipótesis específica

#### a) Hipótesis:

El rediseño de malla de perforación generará cambios significativos mediante los parámetros de voladura en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.

#### b) Análisis:

La calidad de la voladura fue evaluada mediante indicadores como el factor de carga (FC) y el factor de potencia (FP), En el caso de la Malla 1, se obtuvo un



FC de 1,49kg/m<sup>3</sup> y un FP de 0,71kg/Tn, mientras que la Malla 2 alcanzó un FC de 1,61kg/m<sup>3</sup> y un FP de 0,65kg/Tn, Estos valores están dentro de rangos técnicamente recomendables para voladuras subterráneas en roca suave a media, garantizando una fragmentación efectiva y controlada.

Además, se evidenció una mejora en la distribución energética por taladro, Por ejemplo, en la zona de Destroce/Producción, la carga se redujo de 3,53kg en el diseño original a 1,44kg en el diseño de malla de perforación 01, y a 3,33kg en el diseño de malla de perforación 02. Esta disminución es clave para evitar la los costos elevados y optimizar el uso del explosivo.

Estos resultados están en sintonía con estudios como el de Zhang et al, (2025), quienes demostraron que el espaciamiento y la carga desacoplada influyen directamente en la eficiencia del disparo, y con el de Bilim et al, (2017), que identificaron la relación entre el diseño de voladura y los costos de producción. La hipótesis queda confirmada. El rediseño de la malla influyó de manera significativa en la eficiencia del proceso de voladura, mejorando la distribución energética, reduciendo la sobrecarga y aumentando el control sobre el daño colateral.

#### **5.3.4 Contrastación de la tercera hipótesis específica**

##### **a) Hipótesis:**

La optimización de la voladura con reducción de costos operativos será muy significativo mediante la perforación y voladura en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.

##### **b) Análisis:**

Los resultados muestran que la cantidad de pies perforados se redujo de 13123 a un total combinado de 10630 pies con el uso de las mallas optimizadas (Malla 1 y Malla 2). Asimismo, se disminuyó el consumo de explosivos de 20,83 kg a 15,34 kg y 16,58 kg en los respectivos tramos, evidenciando una mejora en la eficiencia energética del sistema de voladura. Este cambio también impactó positivamente en los costos operativos: se pasó de un gasto de 18400 USD a un total de 14904 USD, lo que representa un ahorro del 19%. A pesar de esta

reducción, la eficiencia de avance se mantuvo constante, lo que confirma que la optimización de malla no solo disminuye los costos, sino que mantiene e incluso mejora la productividad.

### 5.3.5 Contrastación de la cuarta hipótesis específica

#### a) Hipótesis:

La optimización de la voladura con reducción de costos operativos será muy relevante mediante el avance de labores en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.

#### b) Análisis:

También se muestra el impacto positivo en los costos operativos: se pasó de un gasto de 18400 USD a un total de 14904 USD ambos analizados en 100 metros de avance respectivamente, lo que representa un ahorro del 19%. A pesar de esta reducción, la eficiencia de avance se mantuvo constante, lo que confirma que la optimización de malla no solo disminuye los costos, sino que mantiene e incluso mejora la productividad.

Desde una perspectiva económica, esta mejora técnica se tradujo en una reducción del costo operativos, ratificando que el nuevo diseño logró no solo eficiencia operativa sino también un uso racional de recursos. Por consecuencia se confirma la hipótesis. La reducción de costos operativos con el rediseño de la malla de perforación fue significativa, así como los costos asociados, manteniendo un rendimiento de avance adecuado.

#### 5.4 Discusión

Uno de los principales logros de esta investigación fue la implementación de dos diseños de malla de perforación optimizadas, ajustado a las características geomecánicas del macizo rocoso y a la geometría de la galería, La división estratégica del tramo en dos secciones (diseño de malla de perforación 01 y diseño de malla de perforación 02) permitió adaptar la carga, cantidad de taladros y distribución energética a las condiciones específicas de cada zona.

Este resultado concuerda con los estudios de Poma et al, (2020) y Buendía (2025), quienes demostraron que la adaptación del diseño de malla a las propiedades del macizo puede traducirse en una notable reducción del tiempo de ejecución, del consumo de explosivos y de los costos operativos. En el presente caso, la disminución del consumo de explosivos (de 20,83kg a 15,34kg y 16,58kg) y de los metros perforados (de 4000 a 3240) evidencia la eficacia de una malla técnicamente ajustada.

Asimismo, la eficiencia operativa se mantuvo constante, incluso mejorando en algunos indicadores como la distribución energética por taladro y el tonelaje roto, lo cual sugiere que la optimización no compromete el rendimiento, sino que lo perfecciona. Esto se alinea con los hallazgos de Zhang et al, (2025), quienes señalan que la voladura controlada y adaptada a parámetros específicos mejora la seguridad, la eficiencia energética y la fragmentación del macizo.

En lo que respecta a la perforación, el rediseño permitió reducir el número de taladros por malla (de 40 a 32 y 34), mantener la eficiencia de avance y reducir en un 19% el costo total de perforación. Este hallazgo refuerza los planteamientos de Guamán (2016) y Córdova y Pumapillo (2024), quienes demostraron que la reconfiguración de los patrones de perforación, considerando variables como el burden, el espaciamiento y el tipo de roca, permite reducir el consumo de aceros, la sobrerotura y los tiempos de ciclo.

La mejora en la eficiencia también se refleja en la reducción de pies perforados sin afectar el tonelaje roto, lo cual sugiere una optimización real del proceso y no solo un ahorro en materiales. De hecho, el uso racional del explosivo y del número de taladros implica no



solo una eficiencia técnica sino también una mejora en la sostenibilidad de la operación minera.

La reducción de costos operativos pasó de un gasto de USD 18400 a un total de USD 14904 ambos analizados en 100 metros de avance respectivamente, lo que representa un ahorro del 19%. A pesar de esta reducción, la eficiencia de avance se mantuvo constante, lo que confirma que la optimización de malla no solo disminuye los costos, sino que mantiene e incluso mejora la productividad. Los factores de potencia obtenidos (0,71kg/Tn y 0,65kg/Tn) se ubican dentro del rango recomendado para labores subterráneas, asegurando una voladura eficiente y controlada. La distribución más equilibrada de la carga por taladro y la utilización de cartuchos de menor gramaje permitieron reducir significativamente los picos de energía y los riesgos de sobreexcavación. Estos resultados coinciden con la investigación de Bilim et al. (2017), quienes argumentan que una configuración de voladura adecuada disminuye los costos asociados al post-tratamiento del macizo fragmentado. Asimismo, Liu et al. (2024) sostienen que el uso inteligente de los parámetros de voladura mejora la eficiencia global del ciclo minero y evita la generación de zonas inestables.

En este estudio, el tonelaje roto se mantuvo en 26,50 toneladas, validando que los cambios en el diseño no comprometen la cantidad de material fragmentado, sino que mejoran su calidad y distribución. Este equilibrio energético reduce además el impacto vibratorio y mejora las condiciones del entorno de trabajo subterráneo.

La comparación de las áreas antes (8,54 m<sup>2</sup>) y después (7,14 m<sup>2</sup>) de la optimización muestra una mejora significativa en el control de la sección de la galería, reduciendo la sobrerotura en 1,4 m<sup>2</sup>. Este resultado tiene implicancias importantes no solo desde el punto de vista técnico, sino también en la reducción de costos por sostenimiento, ventilación, y transporte de escombros.

Investigaciones como la de Quispe (2023) y Romani (2019) concluyen que el diseño de malla tiene una influencia directa en la morfología final de las labores subterráneas. Un diseño deficiente genera sobreroturas, daños colaterales en el macizo y mayores requerimientos de sostenimiento. En el presente estudio, la malla optimizada permitió



lograr una sección más uniforme, lo que facilita la planificación del ciclo de minado, mejora la transitabilidad de equipos y optimiza la ventilación de la labor.

Los resultados alcanzados en esta investigación son consistentes con la mayoría de antecedentes revisados, tanto a nivel nacional como internacional. Tal coherencia valida no solo el modelo técnico propuesto, sino también su aplicabilidad en otros contextos similares de minería subterránea. Desde una perspectiva práctica, la implementación de una malla optimizada representa una estrategia efectiva para mejorar la rentabilidad y sostenibilidad de las operaciones mineras. Esta propuesta puede ser replicada en otras galerías o niveles de la misma unidad minera, contribuyendo a una gestión más eficiente de los recursos y una mayor predictibilidad operativa.



## CAPÍTULO VI

### CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

#### 6.1 Conclusiones

El rediseño de la malla de perforación en la galería 4139N permitió optimizar de manera integral el proceso de voladura, generando mejoras tanto en la eficiencia operativa como en la rentabilidad del proyecto. La aplicación de un nuevo patrón de perforación más preciso y adecuado a las condiciones geomecánicas de la labor incrementó la calidad de la fragmentación, redujo la sobreperforación y mejoró el aprovechamiento de los recursos disponibles. Como resultado, los costos operativos por cada 100 metros de avance disminuyeron en un 19%, pasando de USD 18400 a USD 14904, lo que representa un ahorro de USD 3496. Esta reducción evidencia que un diseño técnico adecuado no solo optimiza el rendimiento productivo, sino que también contribuye a la sostenibilidad económica de la operación minera, consolidándose como una estrategia eficiente y replicable en otras labores de la unidad.

El rediseño de la malla de perforación de 2,4m x 2,7m fue determinada como la más adecuada para las condiciones específicas del macizo rocoso en la galería 4139N, considerando su resistencia a la compresión triaxial para el primer diseño de malla de perforación  $R_c \text{ lutita} = 2,21\text{MPa} = 24,54\text{Kg-f/cm}^2$  y para el segundo diseño de malla de perforación  $R_c \text{ arenisca} = 2,51\text{MPa} = 25,59\text{Kg-f/cm}^2$  y características estructurales. Su implementación permitió reducir el número total de taladros por malla (de 40 a 32-34), disminuir la longitud total de perforación y optimizar el uso de aceros y equipos, lo que representa un aumento en la eficiencia operativa y una disminución en la exposición del personal a riesgos innecesarios.

La malla optimizada permitió una voladura más efectiva y controlada, Se redujo el consumo total de explosivos, se logró una mejor distribución energética por taladro, y se mantuvieron factores de potencia dentro de rangos técnicamente óptimos (0,71kg/Tn – 0,65kg/Tn). Estas condiciones favorecieron una fragmentación adecuada del macizo,



disminuyeron los riesgos de sobreexcavación y mejoraron la calidad del frente de arranque, Además, se optimizó el uso de cartuchos de menor gramaje, lo que permitió controlar los efectos de onda y minimizar la necesidad de materiales de retacado.

El análisis de la perforación y voladura en la galería 4139N evidenció que la optimización del diseño operativo genera un impacto económico significativo. Al aplicar parámetros más eficientes y un control más preciso en la ejecución, se logró reducir los costos en un 19%, pasando de USD 18400 a USD 14904 por cada 100 metros de avance, lo que representa un ahorro de USD 3496. Esta mejora no solo incrementa la eficiencia en el uso de insumos y recursos, sino que también contribuye a la sostenibilidad económica de la unidad minera, fortaleciendo su competitividad operativa. La evaluación realizada permitió evidenciar que la optimización del proceso de voladura en la galería 4139N contribuye significativamente a la reducción de los costos operativos, gracias a un mejor aprovechamiento de los recursos y al incremento del avance lineal de las labores. Esta mejora en la eficiencia no solo disminuye gastos asociados a insumos y tiempos de operación, sino que también fortalece la productividad global de la unidad minera, generando un impacto positivo en la sostenibilidad económica de las operaciones.

Recomendaciones

## 6.2 Recomendaciones

Se recomienda extender la aplicación del rediseño de la malla de perforación a otras labores con condiciones geomecánicas similares, previo estudio técnico de cada frente. Esto permitirá replicar los beneficios observados en eficiencia operativa y ahorro económico, consolidando la sostenibilidad y competitividad de la unidad minera.

Es aconsejable implementar un sistema de seguimiento técnico que permita evaluar de manera continua el comportamiento del macizo rocoso frente a diferentes configuraciones de malla. Con ello, se podrán realizar ajustes precisos y oportunos, optimizando el uso de recursos y manteniendo un alto estándar de seguridad operativa.

Para mantener niveles óptimos de fragmentación y control en la voladura, se sugiere reforzar los protocolos de dosificación y distribución de explosivos, así como capacitar

periódicamente al personal operativo. Esto garantizará una voladura más eficiente, minimizará efectos no deseados y reducirá costos asociados a materiales y retrabajos.

Se recomienda incorporar la metodología de optimización de perforación y voladura como parte de la planificación estratégica de la operación minera. Además, se sugiere establecer indicadores de control económico y técnico que permitan evaluar de forma continua el impacto real de esta estrategia en la productividad y rentabilidad de la unidad.

Con el objetivo de sostener la reducción de costos y aumentar la productividad, se aconseja complementar la optimización de voladura con mejoras en logística, mantenimiento de equipos y gestión de tiempos operativos. Esta integración fortalecerá la eficiencia global del proceso minero y asegurará una operación económicamente más estable y competitiva.



## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- BARTON, Nicolás., LIEN, Rolf. y LUNDE, Jhon., 1974.** Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics Felsmechanik Mécanique des Roches*, vol. 6, no. 4, pp. 189-236. ISSN 0035-7448. DOI 10.1007/BF01239496.
- BERNAOLA, José, CASTILLA, Jorge. y HERRERA, Juan., 2013.** *Perforación y voladura de rocas en minería*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid. Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas y Energía. DOI 10.20868/UPM.book.21848.
- BIENIAWSKI, Zbigniew., 1986.** *Engineering Rock Mass Classifications: A Complete Manual for Engineers and Geologists in Mining, Civil, and Petroleum Engineering*. S.l.: Wiley. ISBN-10: 0471601721.
- BILIM, Nihat., ÇELIK, Ahmet. y KEKEÇ, Burak., 2017.** A study in cost analysis of aggregate production as depending on drilling and blasting design. *Journal of African Earth Sciences*, vol. 134, pp. 564-572. ISSN 1464343X. DOI 10.1016/j.jafrearsci.2017.07.024.
- BUENDIA, Gerson., 2025.** *Optimización de la perforación y voladura en la construcción de la rampa negativa 7300 en la Unidad Minera Inmaculada, Ayacucho 2023* [en línea]. S.l.: Tesis de Pregrado, Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac. [consulta: 1 junio 2025]. Disponible en: <http://repositorio.unamba.edu.pe/handle/UNAMBA/1603>.
- CAMARENA, Aldo., 2019.** *Optimización de los rendimientos de perforación a partir del modelo geotécnico con fines de minimizar costos de perforación en la Compañía Minera Antamina* [en línea]. S.l.: Tesis de Pregrado, Universidad del Centro del Perú. [consulta: 1 junio 2025]. Disponible en: <http://hdl.handle.net/20.500.12894/4966>.
- CONDOR, Oscar., RODRIGUEZ, Alex., CASTRO, Luis., LLAQUE, Gustavo., VALDERRAMA, Manuel. y CALVANAPÓN, Fernando., 2023.** Optimization of Drilling and Blasting Processes through Mathematical Models to Increase Productivity in the SE Cutting Nv. 1680-Tingo Mine, Compañía Minera Poderosa S.A.-Pataz-Peru, 2022. *Proceedings of the 21th LACCEI International Multi-Conference for Engineering, Education and Technology (LACCEI 2023)*. S.l.: Latin American and Caribbean Consortium of Engineering Institutions, ISBN 9786289520743. DOI 10.18687/LACCEI2023.1.1.469.
- CÓRDOVA, Edwin. y PUMAPILLO, Alejandro., 2024.** *Optimización del ciclo de perforación y voladura para Reducir los Costos Operativos de la Rampa 100 de la zona*



*Caridad, Unidad Minera Huancapeti – Ancash - 2021* [en línea]. S.l.: Tesis de Pregrado, Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac. [consulta: 1 junio 2025]. Disponible en: <http://repositorio.unamba.edu.pe/handle/UNAMBA/1423>.

**CUELLAR, Juan. y VALVERDE, Erick., 2022.** *Optimización de los Índices de Perforación y Voladura en el Avance de la Rampa Patrick IV para la Reducción de Costos Operacionales, en la U.M. San Andrés CIA. Minera Marsa 2021* [en línea]. S.l.: Tesis de Pregrado, Universidad Nacional Micaela Bastidas. [consulta: 1 junio 2025]. Disponible en: <http://repositorio.unamba.edu.pe/handle/UNAMBA/1187>.

**DERESSA, Gemechu., CHOUDHARY, Bhupendra. y JILO, Negera., 2025.** Optimizing blast design and bench geometry for stability and productivity in open pit limestone mines using experimental and numerical approaches. *Scientific Reports*, vol. 15, no. 1, pp. 5796. ISSN 2045-2322. DOI 10.1038/s41598-025-90242-6.

**ESPINEL, Miguel., 2022.** *Estudio geológico para la factibilidad económica de una planta metalúrgica de minerales preciosos en la provincia de Otuzco del departamento de La Libertad, Perú* [en línea]. S.l.: Tesis de Maestría, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. [consulta: 1 junio 2025]. Disponible en: <http://hdl.handle.net/20.500.12773/15265>.

**GUAMÁN, Milton., 2016.** *Optimización de los procesos de perforación y voladura en el túnel Fase A-B de interconexión del proyecto Sopladora* [en línea]. S.l.: Tesis de Pregrado, Escuela Superior Politécnica de Chimborazo. [consulta: 1 junio 2025]. Disponible en: <https://dspace.esepoch.edu.ec/handle/123456789/4926>.

**HADI, Mohamed., MARTEL, Claude., HUAYTA, Fredy., ROJAS, Raúl. y ARIAS, Jorge., 2023.** *Metodología de la investigación: Guía para el proyecto de tesis*. S.l.: Instituto Universitario de Innovación Ciencia y Tecnología Inudi Perú. ISBN 9786125069634.

**HARTMAN, Howard L., 1992.** *SME Mining Engineering Handbook*. 2ª ed. Littleton, Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration. ISBN 978-0-87335-100-3.

**HERNÁNDEZ, Robeto. y MENDOZA, Christian., 2018.** *Metodología de la Investigación. Las rutas cuantitativa, cualitativa y mixta*. 1ra. S.l.: Mc Graw Hill Interoamericana Editores.

**HUSTRULID, William. A., KUCHTA, Mark. & MARTIN, Craig., 2013,** *Open Pit Mine Planning and Design*. 3ª ed. Boca Raton: CRC Press. ISBN 978-0-415-88939-4.



**JI, Chao., LUO, Dong., SHEN, Xin., XU, Lei., PAN, Hao. y LIU, Yang., 2025.** Risk Assessment of Drilling and Blasting Method Based on Nonlinear FAHP and Combination Weighting. *Applied Sciences*, vol. 15, no. 8, pp. 4239. ISSN 2076-3417. DOI 10.3390/app15084239.

**JIN, Hongbo., FANG, Qiang., WANG, Jun., CHEN, Jian., WANG, Guang. y ZHENG, Gang., 2025.** Semi-supervised method for tunnel blasting quality prediction using measurement while drilling data. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, vol. 17, no. 5, pp. 2633-2649. ISSN 16747755. DOI 10.1016/j.jrmge.2024.11.041.

**KHOMENKO, Oleksandr., RUDAKOV, Dmytro. y KONONENKO, Mykhailo., 2011.** Automation of drill and blast design. *Technical and Geoinformational Systems in Mining*. S.l.: CRC Press, pp. 271-275.

**LIU, Kaixing., ZHANG, Yong., PENG, Yu. y WU, Liang., 2024.** Experimental research and application of drilling and blasting with directional damage-reduction shaped charge. *Scientific Reports*, vol. 14, no. 1, pp. 9549. ISSN 2045-2322. DOI 10.1038/s41598-024-60072-z.

**LIU, Yaosheng., LI, Anqi., WANG, Shuang., YUAN, Jun. y ZHANG, Xiaoming., 2024.** A feature importance-based intelligent method for controlling overbreak in drill-and-blast tunnels via integration with rock mass quality. *Alexandria Engineering Journal*, vol. 108, pp. 1011-1031. ISSN 11100168. DOI 10.1016/j.aej.2024.09.084.

**LOSALADJOME, Hounkpatin., HUO, Bo., MULENGA, Festus., MABE, Peter. y KAUNDE, John., 2025.** Distribution of Operating Costs Along the Value Chain of an Open-Pit Copper Mine. *Applied Sciences*, vol. 15, no. 3, pp. 1602. ISSN 2076-3417. DOI 10.3390/app15031602.

**MA, Jun., XIU, Zhichao., LIU, Zhen., LI, Peng., LI, Min. y WANG, Zhiqiang., 2025.** Research on correlation and cost optimization of the downstream mining operations with rock blasting results. *Quarterly Journal of Engineering Geology and Hydrogeology*, vol. 58, no. 2, ISSN 1470-9236. DOI 10.1144/qjegh2024-035.

**MARININ, Mikhail., DOLZHIKOV, Vladimir. y ISHEYSKIY, Vladimir., 2020.** Improving the Efficiency of Drilling and Blasting Operations for High Water Cut Conditions. *Key Engineering Materials*, vol. 836, pp. 124-130. ISSN 1662-9795. DOI 10.4028/www.scientific.net/KEM.836.124.



**MONTAÑO, Juan., RINCÓN, Jorge., VARGAS, Wilson. y ALVARADO, Henry., 2023.** Incremento del desempeño del sistema de perforación y voladura en la explotación minera el Lucero. *BISTUA REVISTA DE LA FACULTAD DE CIENCIAS BASICAS*, vol. 19, no. 1, pp. 70-74. ISSN 2711-3027. DOI 10.24054/bistua.v19i1.946.

**NIU, Wen., FENG, Xia-Ting., YAO, Zhijun., BI, Xiaohui., YANG, Chao., HU, Liang. y ZHANG, Wei., 2022.** Types and occurrence time of rockbursts in tunnel affected by geological conditions and drilling & blasting procedures. *Engineering Geology*, vol. 303, pp. 106671. ISSN 00137952. DOI 10.1016/j.enggeo.2022.106671.

**NIU, Wen., WEI, Shuang., FENG, Guang., XIAO, Yadong., HE, Bo., YAO, Zhijun., HU, Liang. y WU, Zhi., 2024.** Influence of stress and geology on the most prone time of rockburst in drilling and blasting tunnel: 25 tunnel cases. *Engineering Geology*, vol. 340, pp. 107680. ISSN 00137952. DOI 10.1016/j.enggeo.2024.107680.

**PALELLA, Stracuzzi. y MARTINS, Feliberto., 2006.** *Metodología de la Investigación Cuantitativa*. 2da. S.l.: Fedupel.

**POMA, Milton., QUISPE, Germán., MAMANI, Néstor., ZAPATA, Gustavo., RAYMUNDO, Carlos. y DOMÍNGUEZ, Fernando., 2020.** Drilling-and-Blasting Mesh Design for Underground Mining Using the Holmberg Method. . S.l.: s.n., pp. 683-689.

**PRIETO, Luis. y PATIÑO, Hugo., 2024.** *Reducción de costos operativos por consumo de aceros de perforación T38, utilizados para el minado por el método de explotación sub level stoping Caso de estudio* [en línea]. S.l.: Tesis de Pregrado, Universidad Tecnológica del Peru. [consulta: 1 junio 2025]. Disponible en: <https://hdl.handle.net/20.500.12867/10340>.

**QUISPE AGÜERO, Alberto., SILVIA, Yessica. y TORPOCO, David., 2023.** *Diseño de la malla de perforación y voladura, para mejorar la fragmentación del macizo rocoso, galería principal, Mina APMINAC Pulpera* [en línea]. S.l.: Tesis de Pregrado, Universidad Continental. [consulta: 1 junio 2025]. Disponible en: <https://hdl.handle.net/20.500.12394/13194>.

**QUISPE, Brayan., 2023.** *Diseño de la malla de perforación y voladura precorte para el control de estabilidad del macizo rocoso Cmh, 2023* [en línea]. S.l.: Tesis de Pregrado, Universidad Nacional de San Cristobal de Huamanga. [consulta: 1 junio 2025]. Disponible en: <http://repositorio.unsch.edu.pe/handle/UNSCH/5870>.



- ROJAS, Edwin., 2018.** Un nuevo enfoque predictivo de la fragmentación en la Voladura de Rocas. *Industrial Data*, vol. 21, no. 1, pp. 17-26. ISSN 1810-9993. DOI 10.15381/idata.v21i1.14907.
- ROMANI, Richard., 2019.** *Diseño de mallas de perforación y voladura para optimizar avances y sobre rotura Nv. 1225 - Mina Andaychagua - VCM S.A.A.* [en línea]. S.l.: Tesis de Pregrado, Universidad Nacional del Centro del Perú. [consulta: 1 junio 2025]. Disponible en: <http://hdl.handle.net/20.500.12894/5133>.
- SALDAÑA, Mauricio., GALLEGOS, Sebastián., ARIAS, Daniel., SALAZAR, Iván., CASTILLO, José., SALINAS, Esteban., NAVARRA, Andrés., TORO, Nelson. y CISTERNAS, Luis., 2024.** Applications of Kuz–Ram Models in Mine-to-Mill Integration and Optimization—A Review. *Minerals*, vol. 14, no. 11, pp. 1162. ISSN 2075-163X. DOI 10.3390/min14111162.
- STRACON S.A.C. (2022).** *Estudio geomecánico de la galería 4139N – Unidad Minera Callanquitas.* Andean Mining Corporation. Disponible en: <https://www.stracon.com/>
- TANG, Hong., YANG, Jian. y YU, Qiang., 2023.** Experimental Investigation of the Effect of Delay Time on Rock Fragmentation in Multi-Hole Bench Blasting. *Applied Sciences*, vol. 13, no. 12, pp. 7329. ISSN 2076-3417. DOI 10.3390/app13127329.
- WANG, Bo., XU, Hong., ZHANG, Qiang., SHEN, Zhi. y JIN, Yong., 2025.** Experimental study on the mechanism of rockburst in tunnel construction by drilling and blasting construction in high ground stress stratum. *Scientific Reports*, vol. 15, no. 1, pp. 8914. ISSN 2045-2322. DOI 10.1038/s41598-025-93551-y.
- YILMAZ, Okan., 2023.** Drilling and blasting designs for parallel hole cut and V-cut method in excavation of underground coal mine galleries. *Scientific Reports*, vol. 13, no. 1, pp. 2449. ISSN 2045-2322. DOI 10.1038/s41598-023-29803-6.
- YILMAZ, Okan. y UNLU, Tahsin., 2014.** An application of the modified Holmberg–Persson approach for tunnel blasting design. *Tunnelling and Underground Space Technology*, vol. 43, pp. 113-122. ISSN 08867798. DOI 10.1016/j.tust.2014.04.009.
- ZAMORA, Víctor., ARAUZO, Luis., RAYMUNDO, Carlos. y PÉREZ, Miguel., 2020.** Optimal mesh design methodology considering geometric parameters for rock fragmentation in open-pit mining in the Southern Andes of Peru. *IOP Conference Series: Materials Science and Engineering*, vol. 758, no. 1, pp. 012015. ISSN 1757-8981. DOI 10.1088/1757-899X/758/1/012015.



**ZHANG, Xiaolong., YANG, Yong., YANG, Rui., LI, Jie., ZHAO, Yong., WANG, Shuo., CHEN, Sheng. y LI, Xia., 2025.** Optimization and Evaluation of Smooth Blasting Based on RSM-BBD and Point Cloud Data. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, ISSN 0723-2632. DOI 10.1007/s00603-025-04506-8.

**ZONG, Xuefeng., 2016.** *Rock Fracture and Blasting*. S.l.: Elsevier. ISBN 9780128026885.



## ANEXOS



Anexo A

Tabla 28 — Matriz de consistencia

Rediseño de malla de perforación para optimizar la voladura con reducción de costos operativos en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.					
Problemas	Objetivos	Hipótesis	Variables	Dimensiones	Indicadores
General	General	General			
¿En qué medida el rediseño de la malla de perforación optimizará la voladura con reducción de costos operativos en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025?.	Determinar el rediseño de malla de perforación para optimizar la voladura con reducción de costos operativos en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.	Con el rediseño de la malla de perforación se optimiza significativamente la voladura y se reduce los costos operativos considerablemente en galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.	<b>Independiente:</b> Rediseño de la malla de perforación	1.1. Macizo rocoso	1.1.1 Estructura
					1.1.2 Características geomecánicas
				1.2. Parámetros de voladura	1.1.3 Propiedades físicas
					1.2.1 Número de taladros
					1.2.2 Burden
					1.2.3 Espaciamiento
			<b>Dependiente:</b> Optimización de la voladura con reducción de costos operativos	2.1. Perforación y voladura	2.2.1 Tipo de Explosivo
					2.2.2 Factor de Potencia
				2.3. Avance de labores	2.3.1 Dólares por metro de avance antes y después
¿Cuál será el rediseño de malla de perforación mediante el comportamiento del macizo rocoso en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025?.	Determinar el rediseño de malla de perforación mediante el comportamiento del macizo rocoso en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.	El rediseño de malla de perforación se modificará significativamente mediante el comportamiento del macizo rocoso en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.			
¿De qué manera el rediseño de malla de perforación tendrá cambios significativos mediante los parámetros de voladura en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025?.	Determinar el rediseño de malla de perforación mediante los parámetros de voladura en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.	El rediseño de malla de perforación generará cambios significativos mediante los parámetros de voladura en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.			
¿Cómo será la optimización de la voladura con reducción de costos operativos mediante la perforación y voladura en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025?.	Determinar la optimización de la voladura con reducción de costos operativos mediante la perforación y voladura en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.	La optimización de la voladura con reducción de costos operativos será muy significativo mediante la perforación y voladura en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.			
¿Cuánto será la optimización de la voladura con reducción de costos operativos mediante el avance de labores en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025?.	Determinar la optimización de la voladura con reducción de costos operativos mediante el avance de labores en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.	La optimización de la voladura con reducción de costos operativos será muy relevante mediante el avance de labores en la galería 4139N de la unidad minera Callanquitas – La Libertad, 2025.			

**Anexo B**  
Panel fotográfico



**Figura 24 — Perforista realizando la perforación antes del diseño de malla.**



Figura 25 — Galería 4139N con sección irregular antes de la estandarización.

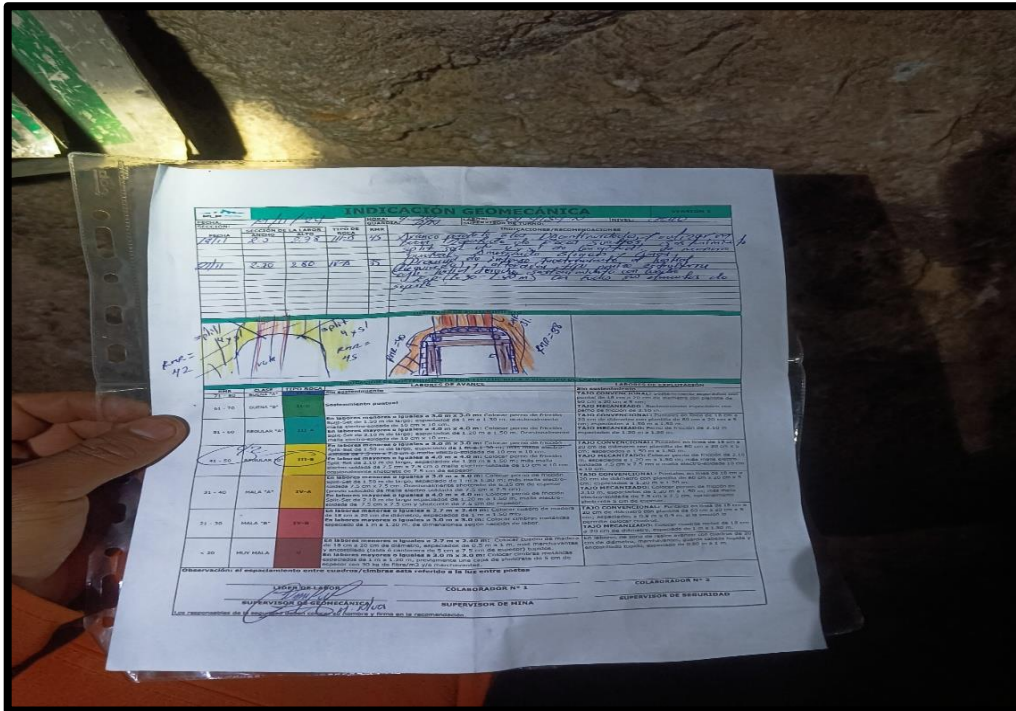


Figura 26 — Indicación geomecánica de la galería 4139N.



Figura 27 — Trazo del diseño de malla 01 en la galería 4139N.



**Figura 28 — Realizando la medición del burden y espaciamiento con los trazos.**



**Figura 29 — Galería 4139N con el carguío de taladros en la malla 01.**



**Figura 30 — Resultado después de la voladura con la malla 01.**



**Figura 31 — Trazo del diseño de malla 02 en la galería 4139N.**



**Figura 32 — Galería 4139N con el carguío de taladros en la malla 02.**



**Figura 33 — Resultado después de la voladura con la malla 02.**



**Figura 34 — Galería 4139N con sección controlada después de la estandarización.**



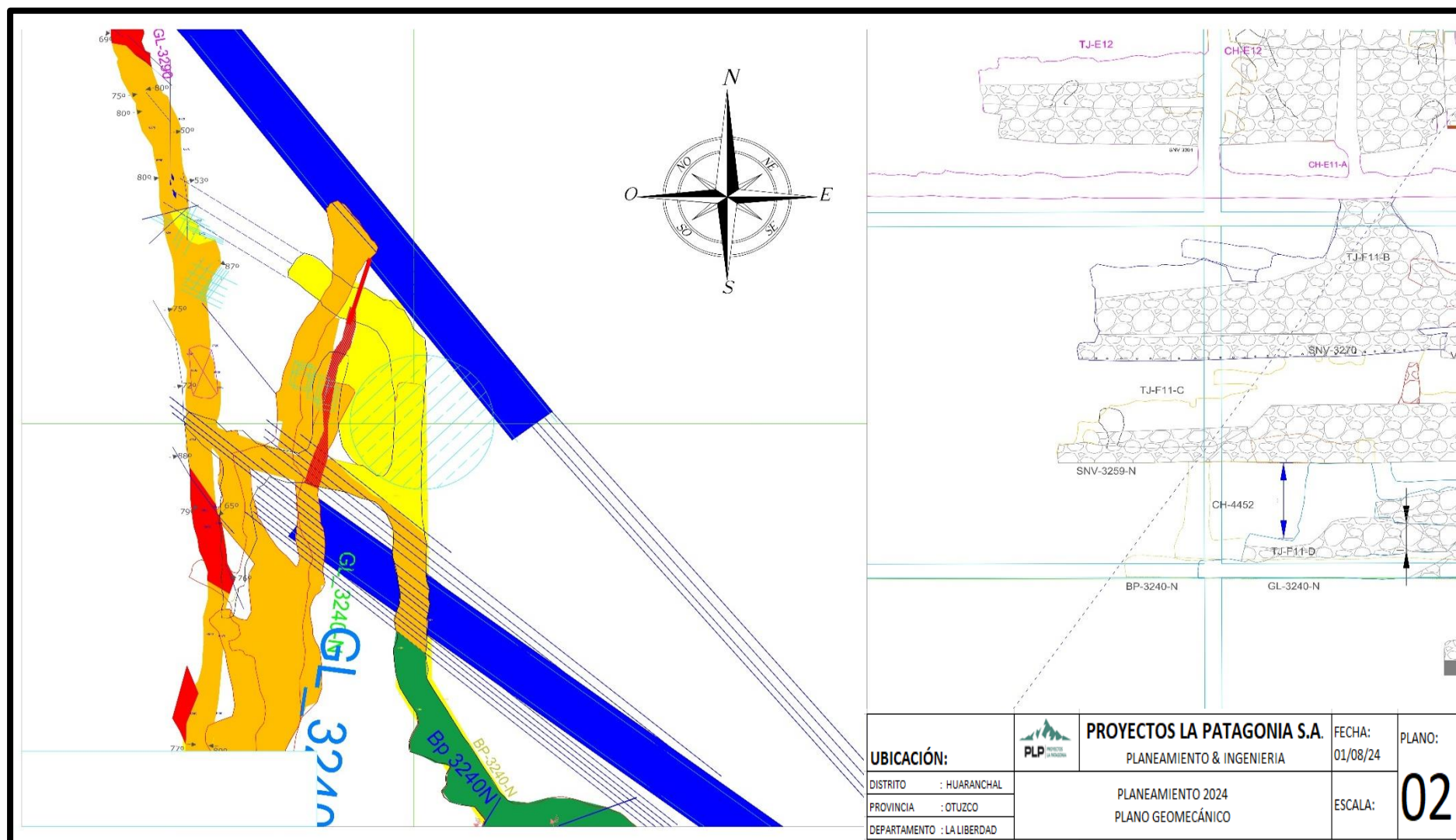


Figura 36 — Plano geomecánico de la galería 4139N.

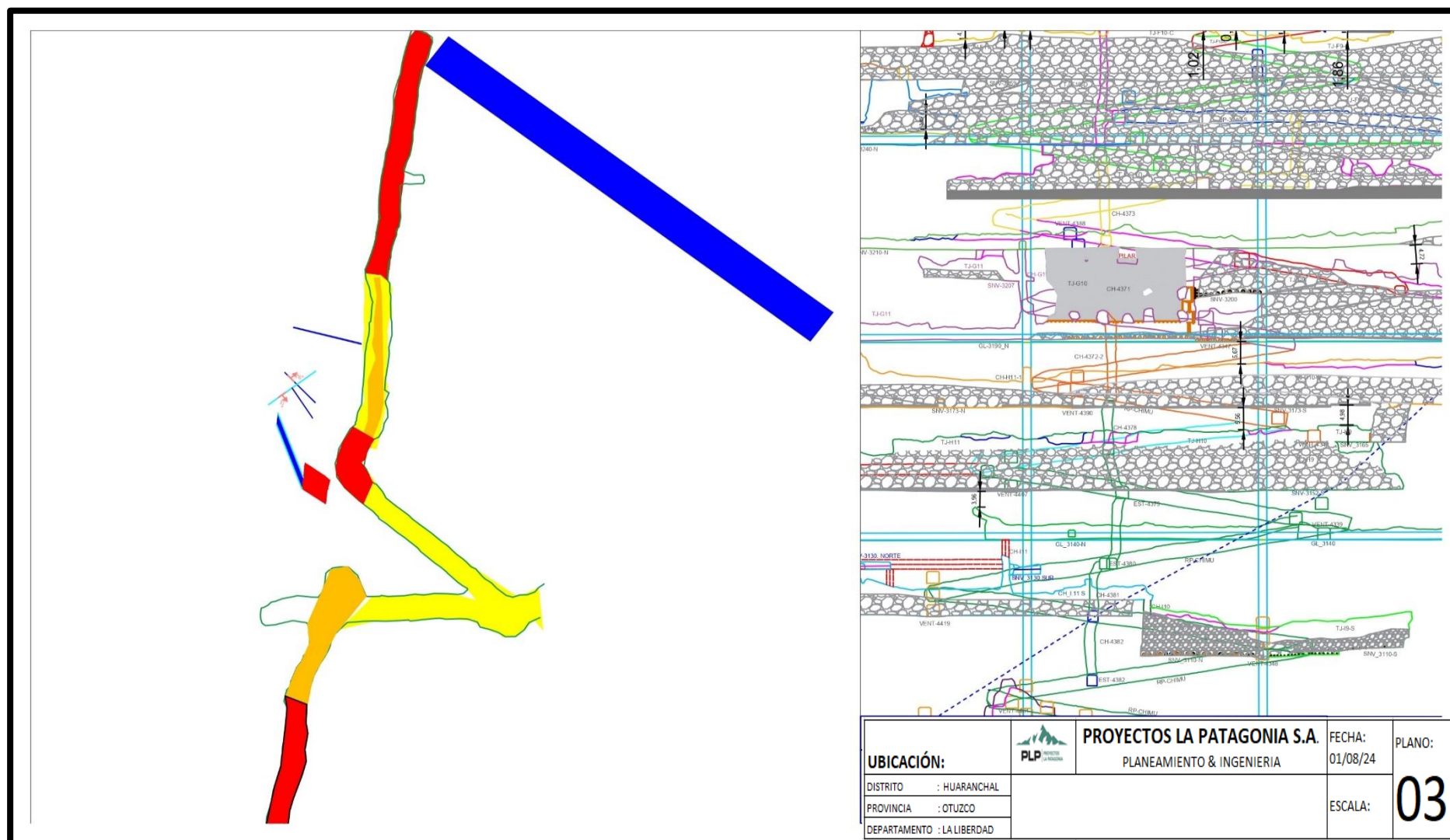


Figura 37 — Plano geomecánico con dirección al sondaje de la galería 4139N.

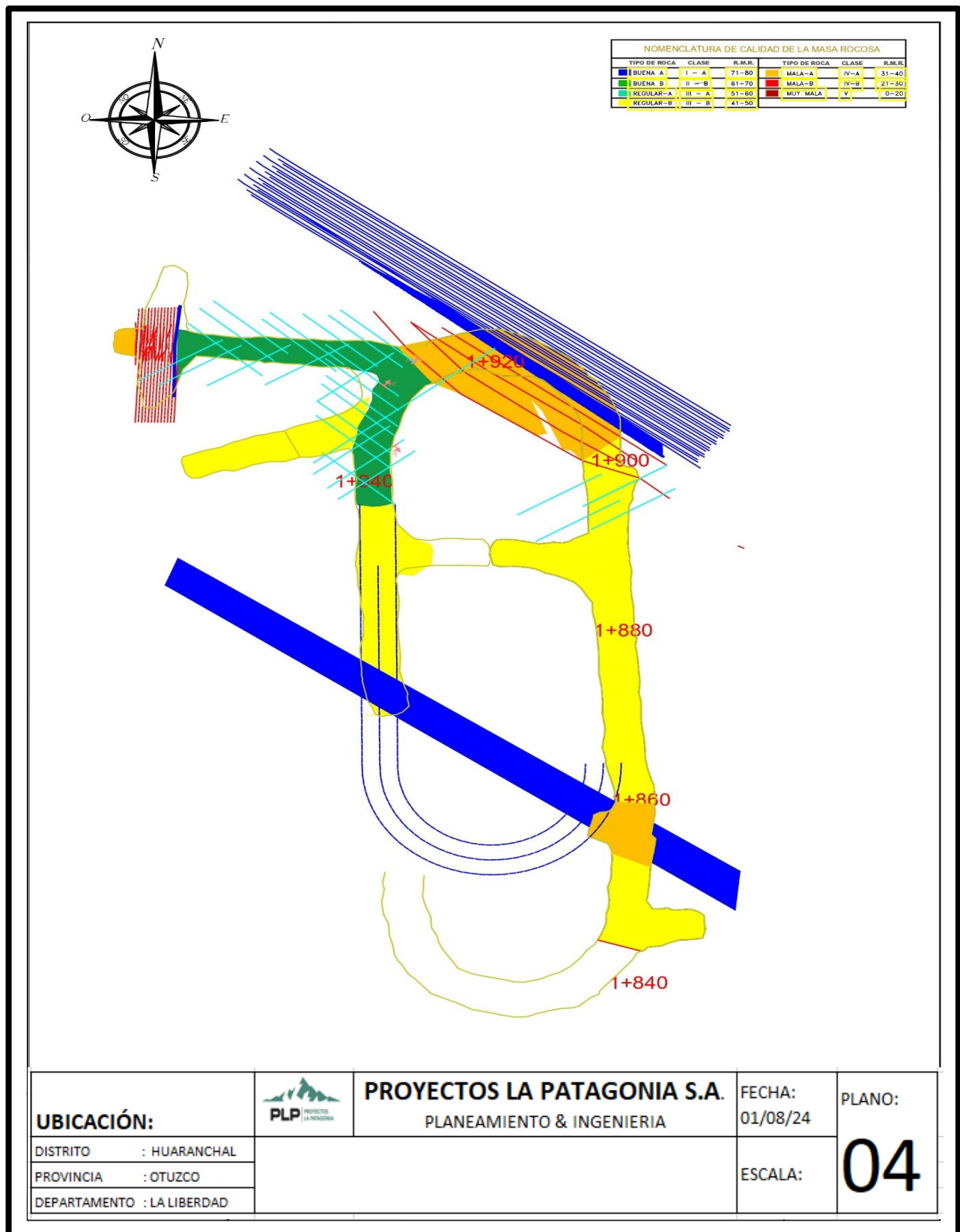


Figura 38 — Acceso de la rampa Chimú a la galería 4139N.



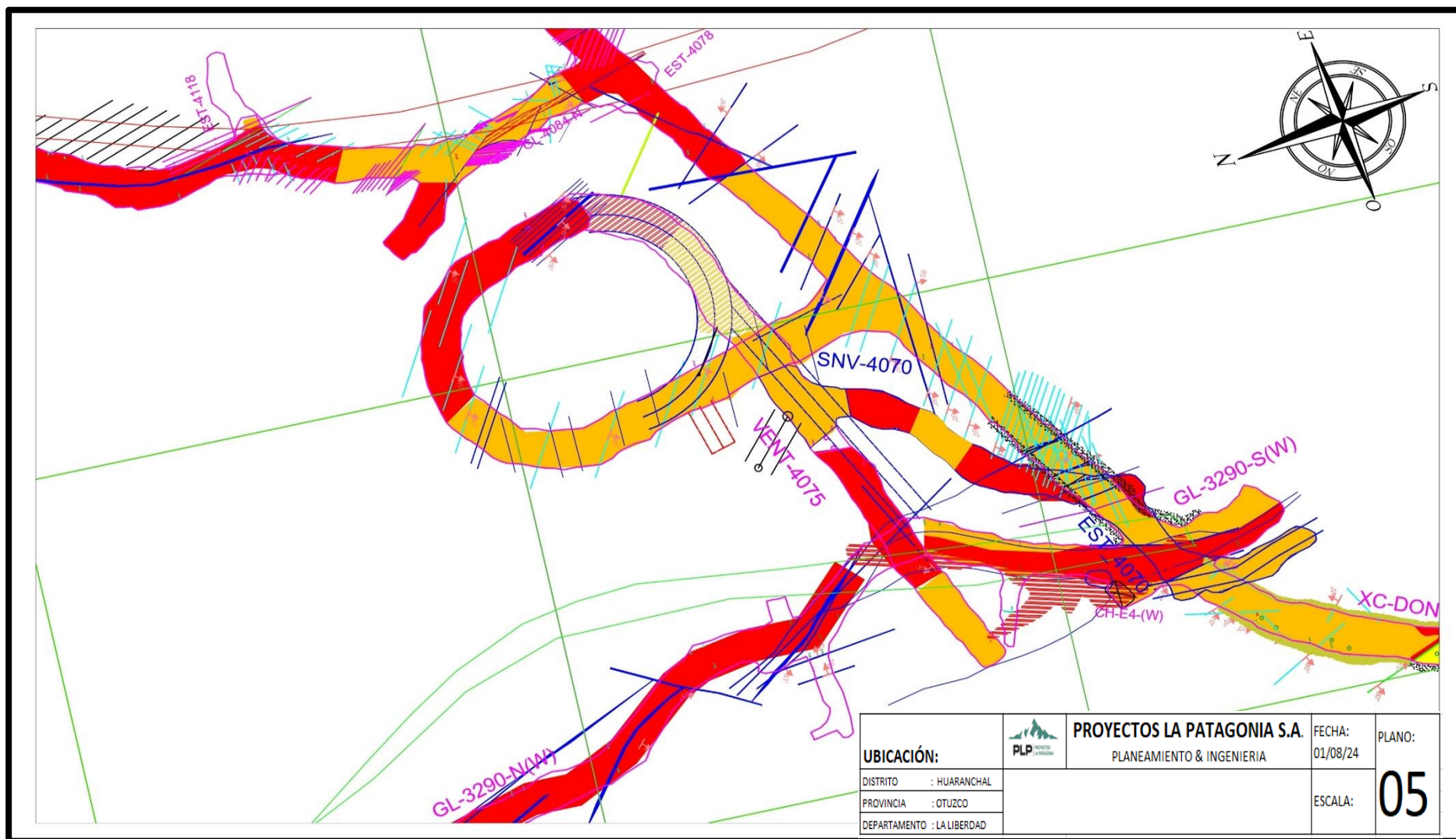


Figura 39 — Plano geomecánico del nv. 3240.

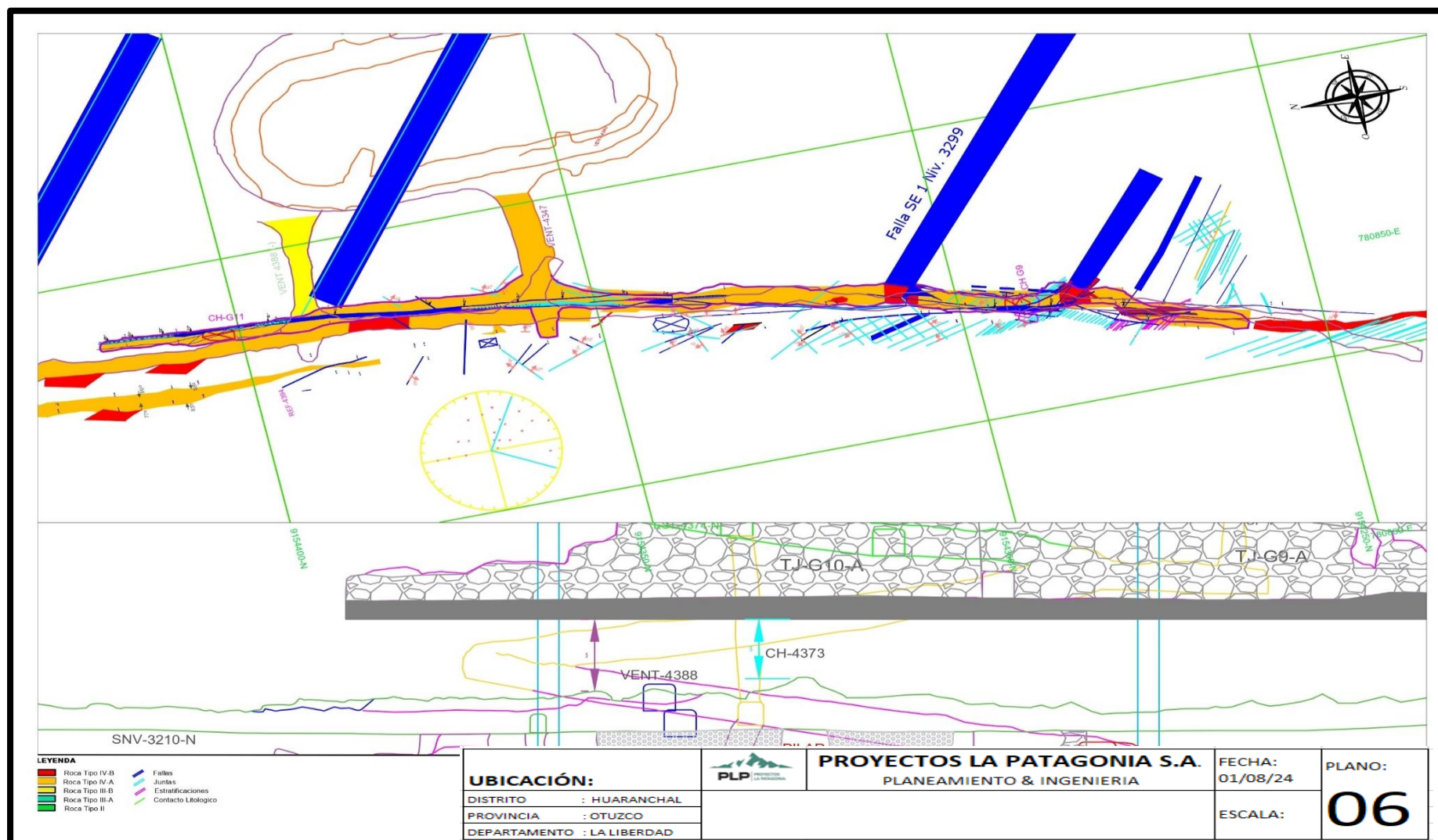


Figura 40 — Plano de acceso secundario a la galería 4139N.

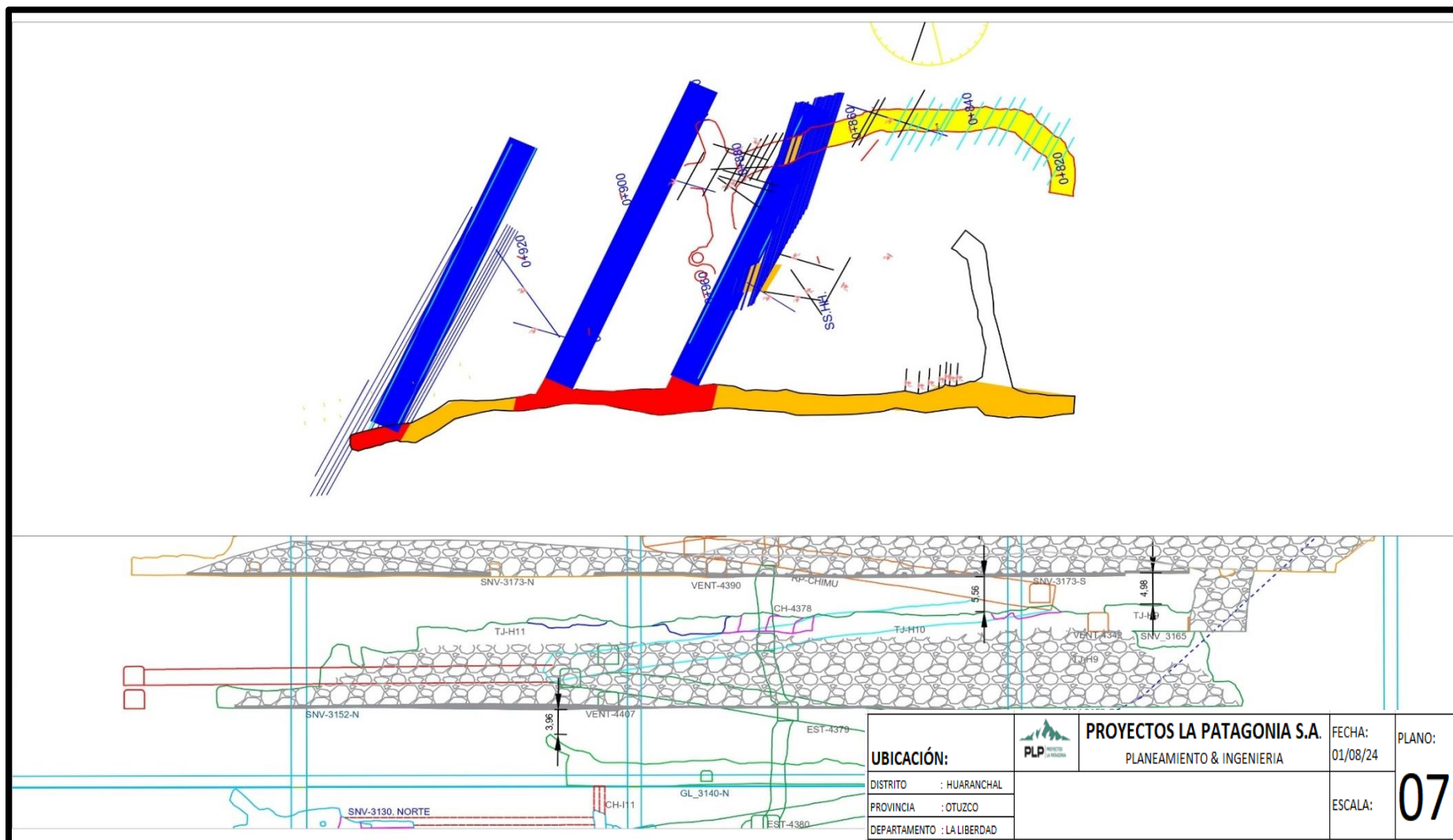


Figura 41 — Tajos semimecanizados después de un avance considerable de la galería 4139N.

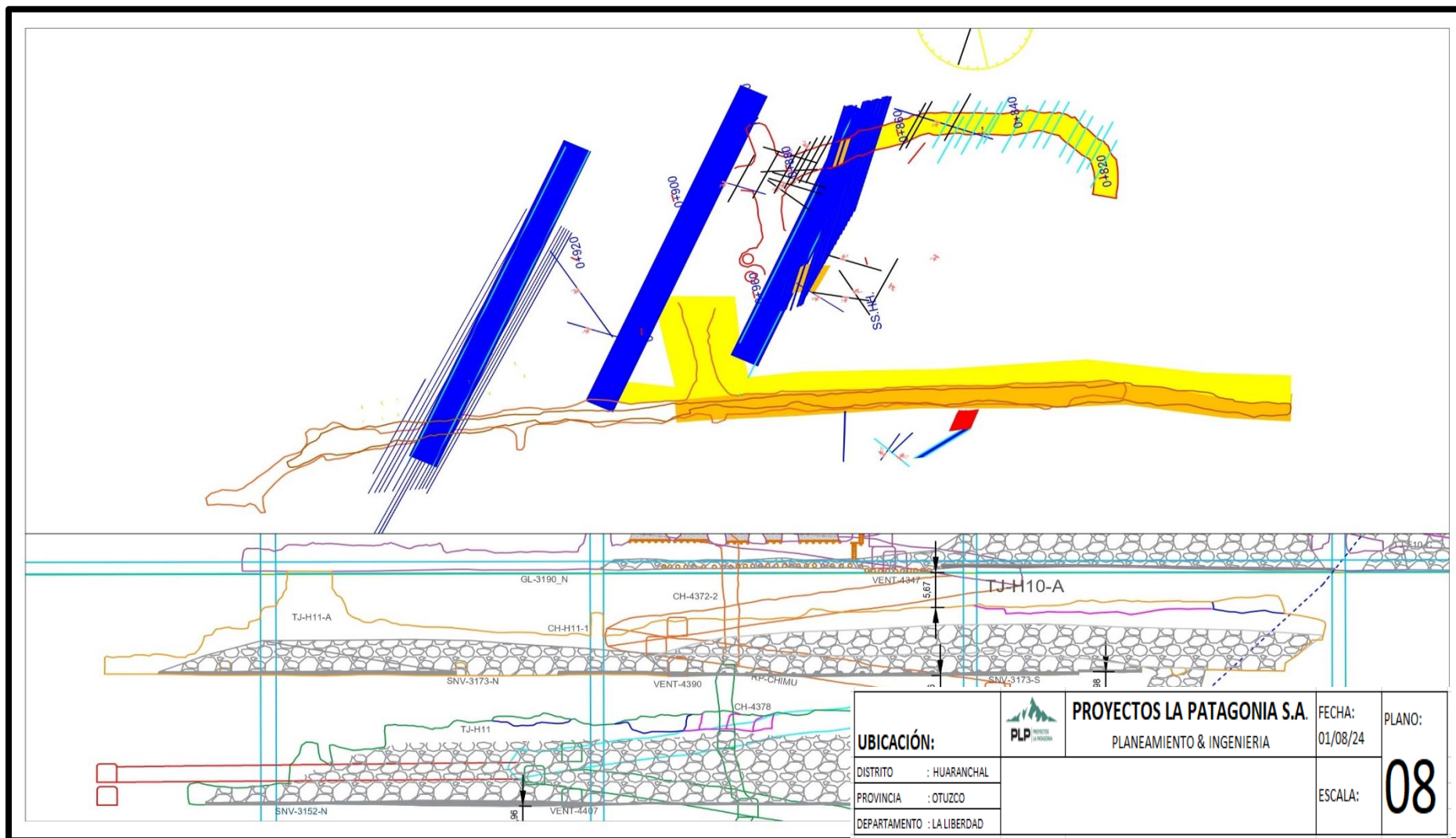


Figura 42 — Tajos semimecanizados después de un avance considerable de la galería 4139N.

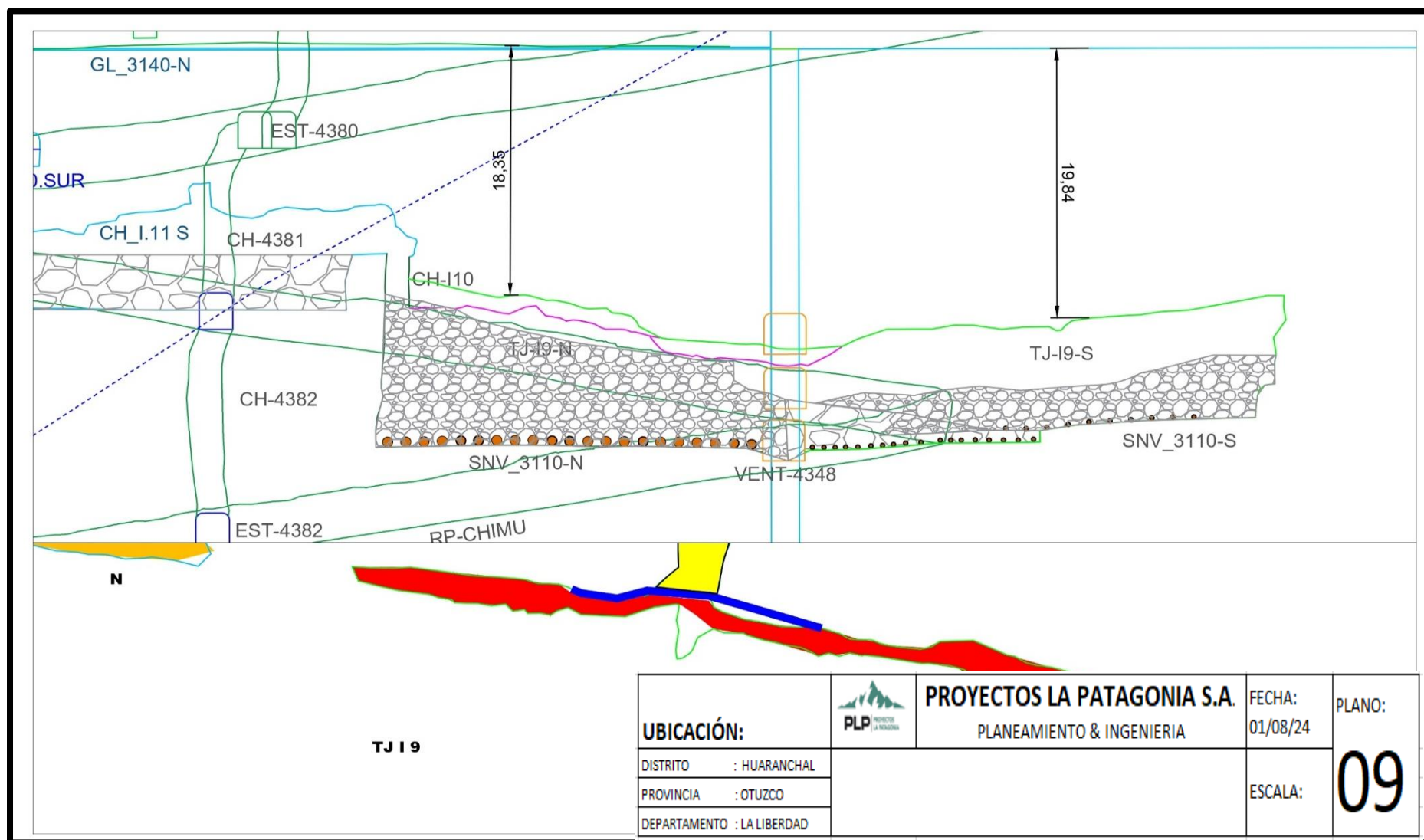


Figura 43 — Avance de chimeneas para generar tajos.

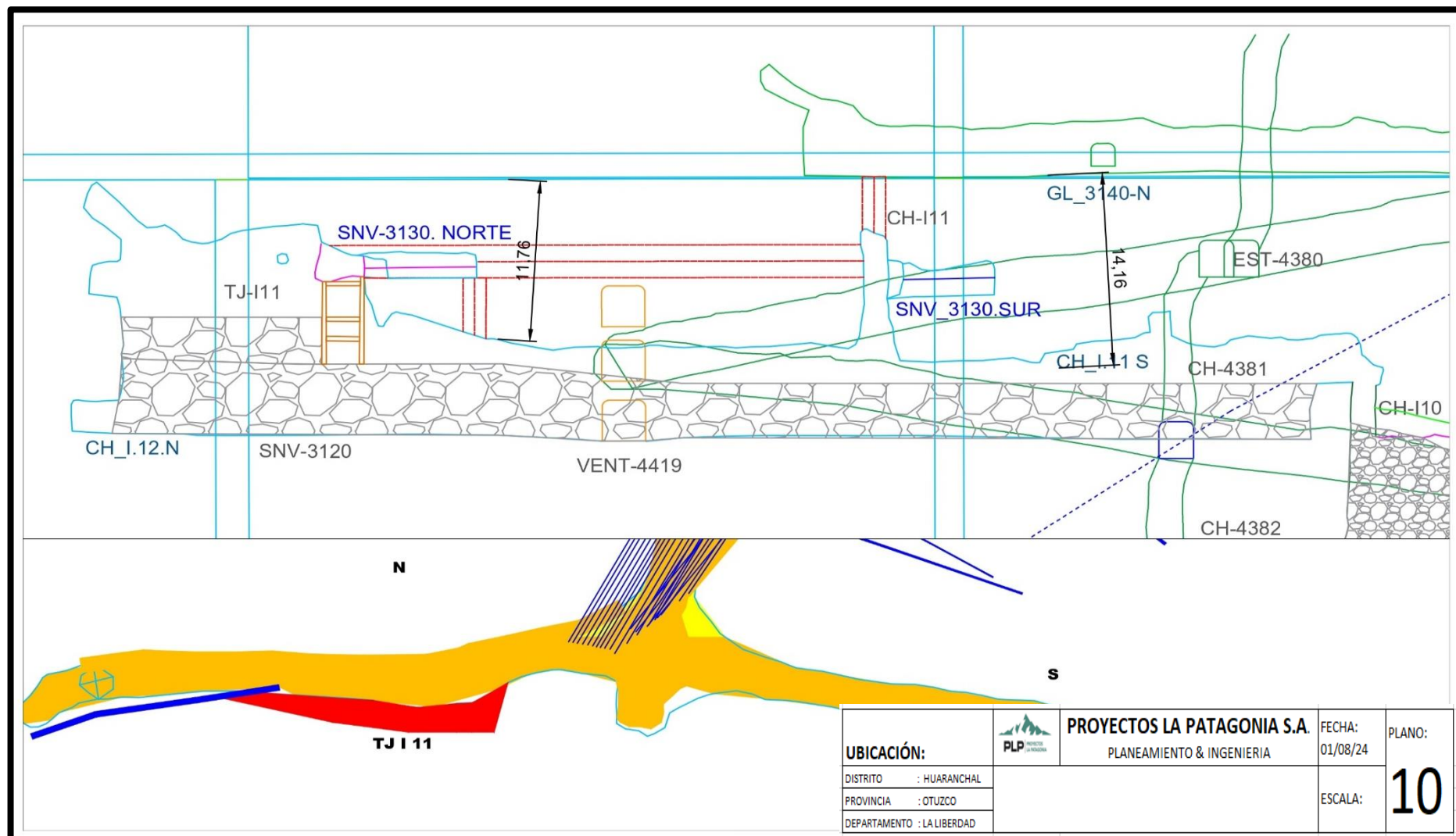


Figura 44 — Creación de ventanas hacia los tajos.