UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

TESIS:

Diagnóstico y propuesta de diseño de diagramas de perforación y voladura para mejorar el avance en la zona Sheyla Rampa 898 de la unidad minera San Cristóbal 2025

Para optar el título profesional de:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

Bach. Ronald Heder PALOMINO NAVEROS

ASESOR:

Dr. Jaime Alberto HUAMÁN MONTES

AYACUCHO - PERÚ

2025

DEDICATORIA

Dedico el presente trabajo de investigación, en primer lugar, a Dios, por brindarme la fortaleza, la salud y la perseverancia necesarias para culminar esta etapa de formación profesional. Asimismo, a mis padres, quienes son el motor que me impulso a donde llegue, y a mi pareja y a mi hija que son el motor a seguir adelante todos los días.

AGRADECIMIENTO

Expreso mi sincero agradecimiento a Dios por guiar cada etapa de mi formación profesional y permitirme culminar el presente trabajo de investigación. A mis padres, por su apoyo constante, consejos y confianza, los cuales fueron fundamentales para superar los desafíos académicos y personales durante el desarrollo de esta tesis.

De manera especial, agradezco a los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, por los conocimientos impartidos y la orientación académica brindada a lo largo de mi formación universitaria. Asimismo, expreso mi reconocimiento al asesor de la investigación, por su acompañamiento, observaciones y aportes técnicos que contribuyeron al fortalecimiento y culminación de este trabajo.

Finalmente, agradezco a todas las personas e instituciones que, de manera directa o indirecta, brindaron su apoyo para el desarrollo de la presente investigación.

RESUMEN

La construcción de la Rampa 898 en la zona Sheyla evidenció deficiencias operativas y geométricas asociadas al diseño original de perforación y voladura. El principal problema identificado fue la elevada sobreexcavación del contorno, acompañada de un avance limitado por disparo y una diferencia considerable entre la sección real excavada y la sección proyectada. Frente a esta situación, el objetivo de la investigación fue optimizar la malla de perforación y voladura mediante el método de Holmberg, con la finalidad de incrementar el avance efectivo y reducir la sobreexcavación en la Rampa 898. Como antecedente técnico, el método de Holmberg se sustenta en la organización funcional de la sección de voladura en arranque, cuadrantes, tiros auxiliares, corona, tiros de caja y zapateras, permitiendo una salida progresiva de la voladura y un mejor control de la energía explosiva hacia el contorno.

La investigación se desarrolló mediante un enfoque comparativo antes–después. En la línea base se evaluó la malla original a partir de los perfiles P-01 a P-08, mientras que en el tramo intervenido se analizaron los perfiles P-09 a P-16, luego de aplicar la malla Holmberg propuesta. En ambos tramos se mantuvo una sección proyectada de 14.28 m² y condiciones geomecánicas comparables, clasificadas como RMR Clase III, correspondientes a un macizo rocoso de calidad regular. Para el análisis se utilizaron datos de caracterización geomecánica, modelamiento de la malla, secuencia de retardos, distribución de energía explosiva, control topográfico y fotogrametría digital ADAM.

El diagnóstico de la línea base mostró que la malla original generaba avances entre 3.10 m y 3.30 m, con un promedio de 3.16 m/disparo. Asimismo, el área real excavada promedio fue de 18.76 m², superior al área proyectada de 14.28 m², generando una diferencia promedio de 4.48 m². La sobreexcavación se ubicó entre 30.20 % y 32.60 %, con un promedio de 31.34 %, lo que confirmó una sobrerotura sistemática principalmente asociada al deficiente control de corona, hastiales y zapateras. Con base en este diagnóstico, se rediseñó la malla mediante Holmberg, incorporando un arranque central con salida progresiva, cuadrantes de ampliación, tiros auxiliares para fragmentación interna y tiros de contorno para controlar el perímetro de excavación.

Los resultados del tramo intervenido demostraron una mejora técnica significativa. El avance por disparo aumentó a valores entre 3.60 m y 3.90 m, con un promedio de 3.71 m/disparo, equivalente a un incremento absoluto de 0.55 m/disparo y una mejora relativa de 17.39 %. En el control geométrico, el área real excavada promedio disminuyó de 18.76 m² a 17.41 m², reduciendo en 1.35 m² la excavación excedente por metro de avance. La sobreexcavación promedio se redujo de 31.34 % a 21.88 %, lo que representa una disminución absoluta de 9.46 puntos porcentuales y una reducción relativa de 30.20 %. Estos indicadores evidencian que la malla propuesta permitió mejorar simultáneamente la productividad del ciclo de voladura y la calidad geométrica de la excavación.

Palabras clave: perforación y voladura, avance operativo, sobreexcavación, minería subterránea.

ABSTRAC

The construction of Ramp 898 in the Sheyla area revealed operational and geometric deficiencies associated with the original drilling and blasting design. The main problem identified was the high over-excavation of the contour, accompanied by limited advance per blast and a considerable difference between the actual excavated section and the projected section. In response to this situation, the objective of this research was to optimize the drilling and blasting pattern using the Holmberg method, with the aim of increasing the effective advance and reducing over-excavation on Ramp 898. As technical background, the Holmberg method is based on the functional organization of the blasting section into starter, quadrants, auxiliary shots, crown, box shots, and shoeing, allowing for a progressive blasting process and better control of the explosive energy towards the contour.

The investigation was conducted using a comparative before-and-after approach. The original mesh was evaluated in the baseline study using profiles P-01 to P-08, while in the modified section, profiles P-09 to P-16 were analyzed after applying the proposed Holmberg mesh. Both sections maintained a projected cross-section of 14.28 m² and comparable geomechanical conditions, classified as RMR Class III, corresponding to a rock mass of average quality. The analysis utilized data from geomechanical characterization, mesh modeling, delay sequence analysis, explosive energy distribution, topographic control, and ADAM digital photogrammetry.

The baseline analysis showed that the original blast pattern generated advances between 3.10 m and 3.30 m, with an average of 3.16 m per blast. Likewise, the average actual excavated area was 18.76 m², exceeding the projected area of 14.28 m², resulting in an average difference of 4.48 m². Over-excavation ranged from 30.20% to 32.60%, with an average of 31.34%, confirming systematic overbreak primarily associated with inadequate control of the crown, sidewalls, and footings. Based on this analysis, the blast pattern was redesigned using the Holmberg method, incorporating a central starting point with progressive exit, expansion quadrants, auxiliary blasts for internal fragmentation, and contour blasts to control the excavation perimeter.

The results from the section under intervention demonstrated a significant technical improvement. The advance per blast increased to between 3.60 m and 3.90 m, with an average of 3.71 m/blast, equivalent to an absolute increase of 0.55 m/blast and a relative improvement of 17.39%. In terms of geometric control, the average

actual excavated area decreased from 18.76 m² to 17.41 m², reducing excess excavation by 1.35 m² per meter of advance. The average over-excavation was reduced from 31.34% to 21.88%, representing an absolute decrease of 9.46 percentage points and a relative reduction of 30.20%. These indicators demonstrate that the proposed pattern simultaneously improved the productivity of the blasting cycle and the geometric quality of the excavation.

Keywords: drilling and blasting, operational advance, over-excavation, underground mining.

ÍNDICE

DEDICATORIA ..... **I**

AGRADECIMIENTO ..... **III**

RESUMEN ..... **IV**

ABSTRAC ..... **VI**

ÍNDICE ..... **VIII**

1.1. REALIDAD PROBLEMÁTICA 1
1.2. PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN 2
1.3. Problema general 2
1.4. Problemas específicos 2
1.5. OBJETIVOS 3
1.6. Objetivo general 3
1.7. Objetivos específicos 3
1.8. JUSTIFICACIÓN 3
1.9. Justificación Teórica 3
1.10. Justificación Práctica 4
1.11. Justificación Metodológica 5
1.12. ALCANCES 5
1.13. Espacial 5
1.14. Temporal 6
2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN 7
2.2. Internacional 7
2.3. Nacional 13
2.4. BASES TEÓRICAS 19
2.5. Minería subterránea 19
2.6. Avance en labores subterráneas 20
2.7. Diseño de mallas de perforación y voladura 21
2.18. Geomecánica del macizo rocoso 39
2.21. Control geométrico y sobreexcavación 41
2.24. Modelamiento y simulación de voladuras 44
2.26. Control topográfico mediante fotogrametría 46
2.29. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS 47
3.1. TIPO Y ENFOQUE DE INVESTIGACIÓN 49
3.2. Enfoque: 49
3.3. Tipo: 49
3.4. Nivel: 49
3.5. Diseño: 50
3.6. ÁREA DE ESTUDIO 50
3.7. Ubicación de la mina 50
3.8. Características de la rampa 50
3.9. Sección de la labor 51
3.10. CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO 51
3.11. Metodología de evaluación RMR 51
3.12. Puntos de medición 52

3.13. Instrumentos utilizados 54
3.14. LÍNEA BASE DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y MODELAMIENTO DE MALLA 55
3.15. Descripción de la malla original 55
3.16. Parámetros técnicos 55
3.17. Modelamiento del diseño original 56
3.18. Condiciones operativas 56
3.19. DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN PROPUESTA 57
3.20. PARÁMETROS DE DISEÑO 58
3.21. DIAGNÓSTICO TÉCNICO Y DESARROLLO DE CÁLCULOS DEL DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA 58
3.22. Diagnóstico técnico de la malla original durante la construcción de la Rampa 898 59
3.23. 3.7.2 Pruebas técnicas consideradas para el rediseño de la malla 63
3.24. Parámetros de entrada para el diseño propuesto 64
3.25. Cálculo de profundidad de taladros, avance efectivo y error de perforación 65
3.26. Cálculo del arranque mediante el método de Holmberg 68
3.29. Cálculo de zapateras, corona, hastiales y auxiliares 70
3.30. Criterio de diseño de zapateras 70
3.31. Criterio de diseño de corona 72
3.32. Criterio de diseño de hastiales o tiros de caja 73
3.33. Criterio de diseño de auxiliares verticales y horizontales 74
3.34. Síntesis del diseño propuesto de perforación y voladura 75
3.35. IMPLEMENTACIÓN Y CONTROL 76
3.36. Ejecución de la voladura 76
3.37. Control topográfico 76
3.38. Registro de datos. 77
4.1. DIAGNÓSTICO DE LA LÍNEA BASE (MALLA ORIGINAL) 78
4.2. Diagnostico geomecánicos del tramo base 78
4.3. Diagnóstico del modelamiento de la malla original 81
4.4. Diagnóstico del control topográfico de la línea base 87
4.5. RESULTADOS CON LA MALLA DE PERFORACIÓN PROPUESTA 90
4.6. Caracterización geomecánica del tramo intervenido 90
4.7. Diagnóstico técnico, geometría Holmberg y modelamiento de la malla propuesta 93
4.8. Control topográfico y verificación geométrica de la malla Holmberg propuesta 104
4.9. ANÁLISIS COMPARATIVO ANTE–DESPUÉS 111
4.10. Comparación del avance por disparo 111
4.11. Comparación del control geométrico y reducción de sobreexcavación 114
4.12. Comparación integral de indicadores de desempeño de voladura 117
4.13. DISCUSIÓN TÉCNICA DE RESULTADOS DEL DISEÑO HOLMBERG APLICADO EN LA RAMPA 898 119

5. CONCLUSIONES 124

6. RECOMENDACIONES 125

8. REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS 126

9. ANEXOS 1

9.1. ANEXO 1: PLANO DE LA RAMPA 898(-) 1
9.2. ANEXO 2. CARGUÍO DE ARRANQUES 1
9.3. ANEXO 3. CARGUÍO DE ARRANQUES 2

9.4. ANEXO 4. FRENTES IRREGULARES CON LA MALLA ANTERIOR 3
9.4. ANEXO 5. PERFORACIÓN CON JUMBO BOOMER CON LA MALLA APLICADA 4
9.5. ANEXO 6. PINTADA DE MALLA DE PERFORACIÓN EN LA RAMPA 898(-) 5

LISTA DE TABLAS

TABLA 1 CONSTANTE DE LA ROCA RESPECTO A LA RESISTENCIA DE LA ROCA 31
TABLA 2 TACO PARA UNA ZONA DE LA SECCIÓN DEPENDIENDO DEL BURDEN 32
TABLA 3 FACTOR DE FIJACIÓN Y RELACIÓN E/B USADOS GENERALMENTE 34
TABLA 4 PARÁMETROS GEOMECÁNICAS CONSIDERADOS PARA LA CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO EN LA RAMPA 898 (LÍNEA BASE) 52
TABLA 5 CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES EVALUADAS EN EL TRAMO INTERVENIDO DE LA RAMPA 898 (LÍNEA BASE) 53
TABLA 6 PARÁMETROS GEOMECÁNICAS CONSIDERADOS PARA LA CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO EN LA RAMPA 898 (INTERVENCIÓN) 53
TABLA 7 CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES EVALUADAS EN EL TRAMO INTERVENIDO DE LA RAMPA 898 (INTERVENCIÓN) 54
TABLA 8 PARÁMETROS DE DISEÑO DE LA MALLA PROPUESTA 58
TABLA 9 DIAGNÓSTICO TÉCNICO DE LA MALLA ORIGINAL DURANTE LA CONSTRUCCIÓN DE LA RAMPA 898 60
TABLA 10 RESULTADOS DEL CÁLCULO DE SOBREEXCAVACIÓN EN LOS PERFILES DE LÍNEA BASE 62
TABLA 11 ESTADÍSTICOS DESCRIPTIVOS DE LA LÍNEA BASE DE LA MALLA ORIGINAL 62
TABLA 12 PRUEBAS TÉCNICAS CONSIDERADAS PARA EL REDISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA. 64
TABLA 13 PARÁMETROS DE ENTRADA PARA EL DISEÑO PROPUESTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA 65
TABLA 14 RESULTADOS INICIALES PARA EL DISEÑO DE PERFORACIÓN 67
TABLA 15 CÁLCULOS PRINCIPALES DEL ARRANQUE MEDIANTE EL MÉTODO DE HOLMBERG 70
TABLA 16 CRITERIOS DE DISEÑO PARA ZAPATERAS 71
TABLA 17 CRITERIOS DE DISEÑO PARA TIROS DE CORONA 72
TABLA 18 CRITERIOS DE DISEÑO PARA TIROS DE CAJA O HASTIALES 74
TABLA 19 CRITERIOS DE DISEÑO PARA TIROS AUXILIARES 75
TABLA 20 SÍNTESIS FUNCIONAL DEL DISEÑO PROPUESTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA 75
TABLA 21 PARÁMETROS GEOMECÁNICAS CONSIDERADOS PARA LA CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO EN LA RAMPA 898 (LÍNEA BASE) 79
TABLA 22 CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES EVALUADAS EN EL TRAMO INTERVENIDO DE LA RAMPA 898 (LÍNEA BASE) 79
TABLA 23 RESULTADOS DE RMR – LINEA BASE 80
TABLA 24 DIAGNÓSTICO TOPOGRÁFICO DE SOBREEXCAVACIÓN EN LA LÍNEA BASE 87
TABLA 25 RESUMEN ESTADÍSTICO DEL DIAGNÓSTICO TOPOGRÁFICO DE LA LÍNEA BASE 89
TABLA 26 PARÁMETROS GEOMECÁNICAS CONSIDERADOS PARA LA CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO EN LA RAMPA 898 (INTERVENCIÓN) 91
TABLA 27 CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES EVALUADAS EN EL TRAMO INTERVENIDO DE LA RAMPA 898 (INTERVENCIÓN) 91
TABLA 28 RESULTADOS DE CLASIFICACIÓN RMR DEL TRAMO INTERVENIDO 92
TABLA 29 RELACIÓN ENTRE DIAGNÓSTICO DE LÍNEA BASE Y GEOMETRÍA DE LA MALLA HOLMBERG PROPUESTA 96
TABLA 30 INDICADORES DE CONTROL GEOMÉTRICO DEL TRAMO INTERVENIDO CON MALLA HOLMBERG PROPUESTA 105
TABLA 31 RESULTADOS DE SOBREEXCAVACIÓN DEL TRAMO INTERVENIDO CON MALLA HOLMBERG PROPUESTA 106
TABLA 32 RESUMEN ESTADÍSTICO DEL TRAMO INTERVENIDO CON MALLA HOLMBERG PROPUESTA 109
TABLA 33 COMPARACIÓN DEL AVANCE POR DISPARO ENTRE LÍNEA BASE Y MALLA HOLMBERG PROPUESTA 112
TABLA 34 COMPARACIÓN DEL AVANCE EFECTIVO POR CICLO ENTRE LÍNEA BASE Y MALLA HOLMBERG PROPUESTA 113
TABLA 35 COMPARACIÓN DEL CONTROL GEOMÉTRICO ENTRE LÍNEA BASE Y MALLA HOLMBERG PROPUESTA 114
TABLA 36 COMPARACIÓN DEL CONTROL GEOMÉTRICO ENTRE LÍNEA BASE Y MALLA HOLMBERG PROPUESTA. 116
TABLA 37 SÍNTESIS COMPARATIVA DE INDICADORES DE DESEMPEÑO DE VOLADURA 117
TABLA 38 SÍNTESIS TÉCNICA DE LA DISCUSIÓN DE RESULTADOS 120

TABLA 39 RELACIÓN TÉCNICA ENTRE DISEÑO DE VOLADURA, DISTRIBUCIÓN DE ENERGÍA Y CONTROL GEOMÉTRICO 122

LISTA DE FIGURAS

FIGURA 1 SECCIONES DE TÚNEL POR ROGER HOLMBERG 26
FIGURA 2 DIAGRAMA DE 4 SECCIONES 28
FIGURA 3 DISTANCIAS DE LAS PERFORACIONES CARGAS HACIA LAS PERFORACIONES VACÍAS 29
FIGURA 4 DISTRIBUCIÓN DE LOS PUNTOS DE PERFORACIÓN Y NUMERACIÓN DE TALADROS EN LA SECCIÓN TRANSVERSAL DE LA RAMPA 898 (ESTADO INICIAL) 56
FIGURA 5 RAMPA 898 – ZONA DE ESTUDIO 57
FIGURA N°1: PERFILES TRANSVERSALES OBTENIDOS MEDIANTE FOTOGRAMETRÍA ADAM 77
FIGURA 6 : DISTRIBUCIÓN GEOMÉTRICA DE LA MALLA ORIGINAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA RAMPA 898 83
FIGURA 7: ASIGNACIÓN DE RETARDOS Y SECUENCIA DE INICIACIÓN 84
FIGURA 8: DISTRIBUCIÓN ESPACIAL DE LA ENERGÍA EXPLOSIVA DE LA MALLA ORIGINAL EN LA RAMPA 898 85
FIGURA 9: PERFILES DE ESTACIONES DE LÍNEA BASE 88
FIGURA 10: DISEÑO DE CUADRANTES DEL ARRANQUE MEDIANTE EL MÉTODO DE HOLMBERG 94
FIGURA 11: GEOMETRÍA DE LA MALLA DE PERFORACIÓN PROPUESTA MEDIANTE HOLMBERG PARA LA RAMPA 898. 95
FIGURA 12: SECUENCIA DE RETARDOS DE LA MALLA HOLMBERG PROPUESTA EN LA RAMPA 898. 98
FIGURA 13: PUNTOS DE DETONACIÓN SIMULADOS EN LA MALLA HOLMBERG PROPUESTA 100
FIGURA 14: CONTORNOS DE TIEMPO DE DETONACIÓN DE LA MALLA HOLMBERG PROPUESTA 101
FIGURA 15: DISTRIBUCIÓN DE ENERGÍA EXPLOSIVA GENERADA POR LA MALLA HOLMBERG PROPUESTA. 103
FIGURA 16: PERFILES TOPOGRÁFICOS DEL TRAMO INTERVENIDO CON MALLA HOLMBERG PROPUESTA 105
FIGURA 17: PERFILES TOPOGRÁFICOS DEL TRAMO INTERVENIDO CON MALLA HOLMBERG 108
FIGURA 18: COMPARACIÓN DE LA SOBREEXCAVACIÓN PROMEDIO ENTRE LÍNEA BASE Y MALLA HOLMBERG PROPUESTA 117

CAPITULO I: INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad Problemática

A nivel global, la minería subterránea enfrenta el desafío permanente de optimizar el avance de labores de desarrollo bajo condiciones geológicas cada vez más complejas, al mismo tiempo que se exige una mayor eficiencia operativa, reducción de costos y control de impactos asociados a la sobreexcavación. En este contexto, los procesos de perforación y voladura constituyen una de las actividades más críticas del ciclo minero, dado que influyen directamente en la fragmentación del macizo rocoso, la estabilidad de las excavaciones, la seguridad del personal y el rendimiento de las operaciones posteriores. Diversos estudios internacionales han demostrado que diseños inadecuados de mallas de perforación y voladura generan pérdidas significativas de productividad, incrementos en el consumo de explosivos, daños al macizo rocoso circundante y desviaciones respecto al perfil de diseño, afectando la sostenibilidad técnica y económica de los proyectos subterráneos.

En el ámbito regional y nacional, la minería subterránea en el Perú no es ajena a esta problemática. Muchas unidades mineras continúan operando con diseños de perforación y voladura estandarizados o empíricos, que no siempre consideran de manera adecuada la variabilidad geomecánica del macizo rocoso ni las condiciones estructurales locales. Esta situación se traduce en avances por ciclo inferiores a los planificados, elevada sobreexcavación, mayores requerimientos de sostenimiento y, en algunos casos, riesgos adicionales para la estabilidad de las labores. Asimismo, la limitada integración de herramientas de diagnóstico técnico y simulación en la etapa de diseño dificulta la toma de decisiones basadas en criterios ingenieriles sólidos, perpetuando ineficiencias operativas.

En el contexto específico de la Unidad Minera San Cristóbal, estas problemáticas se evidencian de manera particular en la zona Sheyla – Rampa 898, donde el avance operativo presenta variaciones respecto a los objetivos establecidos. El diseño actual de perforación y voladura no ha sido optimizado de forma integral considerando las condiciones geomecánicas reales del macizo rocoso, lo que genera deficiencias técnicas en la disposición de los taladros, el control del contorno y la eficiencia del disparo. Como consecuencia, se observan desviaciones en el perfil teórico de la rampa, sobreexcavación y un aprovechamiento subóptimo de la energía explosiva, afectando directamente el rendimiento del avance por ciclo.

Adicionalmente, la ausencia de un diagnóstico técnico detallado que evalúe el desempeño del diseño vigente limita la identificación de las causas que afectan el avance operativo. La falta de una propuesta de diseño de diagrama de perforación y voladura adaptada a las características geomecánicas del macizo rocoso impide establecer mejoras sostenibles en la operación. En este escenario, resulta necesario analizar de qué manera los parámetros geomecánicos influyen en el comportamiento del macizo durante la voladura y cómo estos deben ser incorporados de forma sistemática en el diseño del diagrama de perforación.

Frente a esta realidad, surge la necesidad de desarrollar una investigación orientada a diagnosticar las deficiencias técnicas del diseño actual de perforación y voladura, así como a formular una propuesta de diseño optimizado que permita mejorar el avance operativo en la zona Sheyla – Rampa 898. Este estudio busca responder a la interrogante central de cómo influye el diagnóstico y la propuesta de diseño del diagrama de perforación y voladura en el avance operativo, considerando de manera explícita la influencia de la geomecánica del macizo rocoso en el comportamiento de la excavación.

En consecuencia, la presente investigación se orienta a abordar los problemas específicos relacionados con las deficiencias técnicas del diseño actual, la determinación de un nuevo diseño de diagrama de perforación y voladura, y la influencia de las condiciones geomecánicas en el avance operativo. De esta manera, se pretende contribuir a la optimización del proceso de desarrollo de la rampa, fortaleciendo la eficiencia técnica, la seguridad y el control geométrico de la excavación en la Unidad Minera San Cristóbal durante el año 2025.

1.2.Problema de Investigación

1.3.Problema general

¿Como influye el diagnóstico y propuesta para el diseño de diagrama de perforación y voladura para mejorar el avance en la zona Sheyla-Rampa 898 de la unidad Minera San Cristóbal en el año 2025?

1.4.Problemas específicos

¿Qué deficiencias técnicas presenta el diseño actual de perforación y voladura en el avance operativo en la zona Sheyla-rampa 898 en la unidad minera San Cristóbal en el 2025

¿Como la propuesta determina el diseño del diagrama de perforación y voladura en el avance operativa en la zona Sheyla-Rampa 898 en la unidad minera San Cristóbal en el 2025?

¿De qué manera la geomecánica influye en el diseño de diagramación de perforación y voladura en el avance operativo en la zona Sheyla-Rampa 898 en la unidad Minera San Cristóbal en el 2025?

1.5.Objetivos

1.6.Objetivo general

Elaborar el diagnóstico y propuesta para el diseño de diagrama de perforación y voladura para mejorar el avance en la zona Sheyla-Rampa 898 de la unidad Minera San Cristóbal en el año 2025.

1.7.Objetivos específicos

Determinar las deficiencias técnicas presenta el diseño actual de perforación y voladura en el avance operativo en la zona Sheyla-rampa 898 en la unidad minera San Cristóbal en el 2025

Determinar la propuesta del diseño del diagrama de perforación y voladura en el avance operativa en la zona Sheyla-Rampa 898 en la unidad minera San Cristóbal en el 2025.

Simular el diseño de diagramación de perforación y voladura en el avance operativo en la zona Sheyla-Rampa 898 en la unidad Minera San Cristóbal en el 2025

1.8.Justificación

1.9.Justificación Teórica

La presente investigación se justifica desde el punto de vista teórico porque contribuye al fortalecimiento y aplicación integrada de los fundamentos conceptuales relacionados con la ingeniería de perforación y voladura en minería subterránea, particularmente en lo concerniente al control geométrico de excavaciones y la interacción entre el diseño de mallas de perforación y las características geomecánicas del macizo rocoso. En ese sentido, el estudio profundiza en la relación existente entre los parámetros geomecánicos del macizo rocoso —evaluados mediante sistemas de clasificación como el RMR— y el comportamiento de la

excavación resultante, expresado en términos de sobreexcavación, regularidad del perfil y avance efectivo.

Asimismo, la investigación aporta al desarrollo teórico al integrar el modelamiento numérico de voladuras mediante el software JKSimBlast, permitiendo analizar la distribución espacial y temporal de la energía explosiva y su influencia directa en la fragmentación y estabilidad del contorno excavado. Este enfoque contribuye a validar, desde una perspectiva técnica, los principios teóricos de propagación de ondas, secuencias de iniciación y control de daños al macizo rocoso, reforzando el sustento conceptual de la voladura controlada en labores subterráneas.

En consecuencia, el estudio amplía el cuerpo teórico existente al articular geomecánica, diseño de voladura y análisis energético, proporcionando un marco conceptual aplicable a condiciones geológicas similares y sirviendo como referencia para futuras investigaciones orientadas a la optimización de excavaciones subterráneas.

1.10. Justificación Práctica

Desde el punto de vista práctico, la investigación se justifica porque aborda una problemática operativa recurrente en minería subterránea, como es la sobreexcavación excesiva y la irregularidad de los perfiles en rampas de acceso, las cuales generan impactos negativos en la estabilidad del macizo rocoso, incremento en los costos de sostenimiento, pérdidas de eficiencia operativa y mayores riesgos para la seguridad del personal.

La propuesta de una malla de perforación optimizada, validada mediante simulación en JKSimBlast y evaluada a través del control topográfico con fotogrametría ADAM, permite demostrar de manera objetiva mejoras significativas en la reducción de la sobreexcavación y en el control geométrico del perfil excavado. Esto se traduce directamente en un mejor aprovechamiento del explosivo, un avance más uniforme y una disminución de trabajos correctivos posteriores, como el perfilado manual o el sostenimiento adicional no planificado.

En este contexto, los resultados obtenidos tienen aplicación inmediata en operaciones mineras subterráneas, ya que proporcionan criterios técnicos claros para la toma de decisiones en el diseño de voladuras, contribuyendo a mejorar la

productividad, reducir costos operativos y elevar los estándares de seguridad y control en el desarrollo de rampas y labores similares.

1.11. Justificación Metodológica

La justificación metodológica de la investigación radica en la aplicación de un enfoque sistemático y técnico que integra métodos de caracterización geomecánica, modelamiento numérico y control topográfico de alta precisión. El estudio emplea procedimientos reconocidos en la ingeniería de minas, como la clasificación geomecánica del macizo rocoso mediante el sistema RMR, la simulación de voladuras con herramientas especializadas y la validación de resultados a partir de mediciones reales obtenidas mediante fotogrametría ADAM.

Esta combinación metodológica permite no solo evaluar el desempeño de la malla de perforación propuesta, sino también establecer una relación directa entre el diseño teórico, la simulación y el resultado real de la excavación, fortaleciendo la confiabilidad de los resultados. Además, el uso de técnicas de análisis comparativo antes y después de la implementación de la propuesta proporciona una base objetiva para medir mejoras en indicadores clave como la sobreexcavación y el avance efectivo.

Por tanto, la metodología empleada constituye un aporte relevante, ya que puede ser replicada o adaptada en otros estudios similares, consolidándose como un esquema metodológico válido para investigaciones aplicadas orientadas a la optimización de procesos de perforación y voladura en minería subterránea.

1.12. Alcances

1.13. Espacial

El alcance espacial de la investigación se circunscribe a una rampa de acceso en minería subterránea, específicamente al tramo intervenido correspondiente a la Rampa 898, donde se evaluó el desempeño del diseño de malla de perforación existente y de la malla propuesta. El análisis se realizó considerando perfiles consecutivos de la rampa, definidos mediante estaciones topográficas, en los cuales se evaluaron parámetros geométricos como el área real excavada, el área proyectada y el porcentaje de sobreexcavación.

Asimismo, el estudio se limita a las condiciones geomecánicas propias del macizo rocoso presente en el tramo analizado, caracterizado mediante el sistema de clasificación RMR, cuyos valores corresponden a una roca de calidad regular (Tipo III). En este sentido, los resultados obtenidos son representativos únicamente de las condiciones geológicas, estructurales y operativas del área de estudio, por lo que su extrapolación a otros sectores deberá realizarse con la debida evaluación técnica previa.

1.14. Temporal

El alcance temporal de la investigación comprende el período durante el cual se ejecutaron las actividades de levantamiento de información geomecánica, diseño y simulación de la malla de perforación propuesta, así como el control topográfico posterior a la voladura mediante fotogrametría ADAM. Este período incluye las fases de análisis previo, implementación de la propuesta y evaluación de resultados, correspondientes al desarrollo del estudio en el año establecido para la investigación.

Cabe precisar que el análisis se realiza sobre eventos de voladura específicos y perfiles determinados, por lo que los resultados reflejan el comportamiento del macizo rocoso y del diseño de voladura en ese intervalo de tiempo. No se consideran variaciones geomecánicas de largo plazo ni cambios operativos posteriores al periodo de estudio, manteniendo así la coherencia temporal de los datos analizados.

CAPITULO 2: MARCO TEÓRICO

2.1.Antecedentes de la investigación

2.2.Internacional

Umarov, Nasirov, Zairov y Nutfulloyev (2024) desarrollaron la investigación titulada Development of blasting designs for underground mining in the Kauldy Mine of Almalyk Mining and Metallurgical Company, la cual fue ejecutada en la mina subterránea Kauldy, perteneciente a la empresa Almalyk Mining and Metallurgical Company, en la República de Uzbekistán. El objetivo principal del estudio fue desarrollar y optimizar diseños de voladura en labores subterráneas mediante el análisis integral de los parámetros de perforación, carga explosiva y secuencia de detonación, con especial énfasis en el control del perímetro y la reducción de la sobreexcavación, buscando incrementar el factor de utilización de taladros y mejorar la eficiencia del avance en condiciones geológicas complejas. La metodología empleada fue de tipo experimental aplicada, basada en la ejecución de campañas de voladura controlada en frentes subterráneos, donde se evaluaron sistemáticamente variables como el espaciamiento entre taladros perimetrales, el factor de cercanía (closeness ratio), el coeficiente de carga, el diseño de cargas desacopladas, la inclinación de taladros y la secuencia de retardos, complementándose con análisis teóricos sustentados en la teoría hidrodinámica de la cumulación del efecto explosivo y ensayos a escala real para validar los modelos propuestos. Los resultados evidenciaron que una selección adecuada e integrada de los parámetros de diseño de voladura permite reducir significativamente la sobreexcavación, mejorar la calidad del contorno excavado, incrementar el factor de utilización de los taladros y disminuir el consumo específico de explosivos, logrando reducciones de costos de hasta un 20 % en operaciones de perforación y voladura subterránea, además de demostrar que el control del perímetro depende de un equilibrio preciso entre energía explosiva, geometría del diagrama y secuencia de detonación.

En relación con la presente investigación, este antecedente resulta altamente relevante, ya que sustenta teóricamente y experimentalmente la importancia del diagnóstico del diseño de perforación y voladura y la formulación de propuestas técnicas basadas en parámetros geométricos y energéticos, lo cual es coherente con el enfoque adoptado en la zona Sheyla – Rampa 898 de la Unidad Minera San Cristóbal, donde se evalúa el diseño original y se plantea una malla optimizada orientada a mejorar el avance operativo y el control del contorno, incorporando

además herramientas modernas de simulación y control geométrico que complementan y fortalecen los criterios desarrollados por los autores.

Yakubovskiy y Sankovsky (2017) desarrollaron la investigación titulada Drilling and blasting design based on invariable mining parameters, realizada en operaciones mineras a cielo abierto y subterráneas ubicadas principalmente en el yacimiento de Olenegorsk, la mina Maleevsky y canteras graníticas cercanas a San Petersburgo, en la Federación de Rusia. El objetivo del estudio fue establecer un método general para el diseño de parámetros de perforación y voladura basado en parámetros invariantes de la minería, orientado a predecir y controlar la fragmentación de la roca mediante la relación entre energía explosiva, geometría de la malla de perforación y características del macizo rocoso, con la finalidad de optimizar los procesos posteriores de carguío, transporte y productividad global de la operación minera. La metodología empleada fue de tipo experimental y analítica, sustentada en la ejecución de voladuras controladas de taladro único y voladuras en masa, variando sistemáticamente parámetros como burden, diámetro del taladro, carga específica, superficie de contacto del explosivo y distribución de energía, complementándose con un análisis probabilístico-estadístico de la fragmentación basado en modelos lognormales e invariantes estructurales, así como en la medición de parámetros cinemáticos del macizo rocoso como velocidad y aceleración de partículas inducidas por la voladura. Los resultados demostraron la existencia de invariantes fundamentales en el proceso de fragmentación, evidenciando que la eficiencia de la voladura está directamente relacionada con la correcta distribución de la energía explosiva en función del burden y de la superficie de contacto carga-roca, así como con el diámetro del taladro, estableciendo relaciones matemáticas que permiten predecir la eficiencia de fragmentación aun en condiciones geomecánicas distintas, lo que valida que una adecuada selección geométrica del diseño de perforación tiene un impacto directo en la calidad del arranque, la fragmentación obtenida y el aprovechamiento de la energía explosiva.

En relación con la presente investigación, este antecedente aporta una base teórica sólida que respalda la importancia del diagnóstico del diseño existente y la formulación de una propuesta optimizada de diagramas de perforación y voladura, ya que demuestra que la geometría del diagrama y la correcta relación energía-burden influyen directamente en el desempeño de la voladura, lo cual se alinea con el enfoque aplicado en la zona Sheyla – Rampa 898 de la Unidad Minera San

Cristóbal, donde la optimización del diseño, validada mediante simulación, se orienta no solo al control del contorno sino también a la mejora del avance operativo por ciclo de voladura.

Dill (2016) desarrolló la investigación titulada Determine the potential drill utilization improvements and rock fragmentation requirements using directional drilling in a coal mining overburden highwall application, la cual fue realizada en operaciones de minería de carbón a cielo abierto en la región del Powder River Basin, Estados Unidos, en el marco académico de Montana Tech de la University of Montana. El objetivo principal del estudio fue evaluar el potencial de mejora en la utilización de equipos de perforación y los requerimientos de fragmentación de roca mediante la incorporación de tecnología de perforación direccional en diseños de voladura para remoción de sobrecarga, comparando patrones tradicionales con patrones direccionales y patrones híbridos inspirados en técnicas de voladura subterránea. La metodología empleada fue de tipo aplicada con enfoque analítico–experimental, iniciando con una revisión exhaustiva de literatura sobre perforación y voladura, carga de explosivos, vibraciones inducidas, estabilidad de taladros y perforación direccional, seguida del desarrollo de modelos conceptuales y geométricos en AutoCAD y hojas de cálculo para simular distintos escenarios de diseño, en los cuales se evaluaron parámetros como número de taladros, burden, espaciamiento, diámetro del taladro, densidad de carga, factor de potencia, longitud total perforada y secuencia de detonación, complementándose con un análisis geotécnico simplificado para verificar la estabilidad de taladros horizontales y con estimaciones comparativas de costos de perforación y voladura basadas en manuales de costos mineros. Los resultados evidenciaron que los diseños de voladura con perforación direccional permiten incrementar el porcentaje de utilización efectiva del equipo de perforación al reducir los tiempos improductivos de traslado y seteo, logrando una mayor longitud perforada por cada posicionamiento del equipo, así como una distribución más eficiente de la energía explosiva, lo que se traduce en una fragmentación adecuada del material y en potenciales reducciones de costos de hasta un 13 % cuando se emplean esquemas híbridos que combinan principios de voladura subterránea con patrones direccionales, sin comprometer el desempeño global de la voladura.

En relación con la presente investigación, este antecedente resulta altamente pertinente, ya que demuestra de manera objetiva que el diseño del diagrama de

perforación y voladura constituye un factor determinante en la eficiencia operativa del avance y en el aprovechamiento de la energía explosiva, reforzando el enfoque adoptado en la zona Sheyla – Rampa 898 de la Unidad Minera San Cristóbal, donde el diagnóstico del diseño existente y la propuesta de una malla optimizada, validada mediante simulación, buscan precisamente mejorar el avance por ciclo y el control geométrico de la excavación, evidenciando que la optimización del diseño, más que la simple ejecución operativa, es clave para mejorar el rendimiento del proceso de perforación y voladura.

Gadikor (2018) desarrolló la investigación titulada Optimization of drilling and blasting practices at a Western US open pit copper mine, la cual fue ejecutada en una mina de cobre a cielo abierto ubicada en el oeste de los Estados Unidos, en el marco académico de un programa de posgrado en Ingeniería de Minas. El objetivo principal del estudio fue optimizar las prácticas de perforación y voladura mediante el análisis integral de los parámetros de diseño de los diagramas de perforación, con la finalidad de mejorar la fragmentación de la roca, incrementar la eficiencia operativa del proceso de voladura y reducir los efectos adversos asociados a una inadecuada distribución de la energía explosiva, tales como la sobreexcavación, el backbreak y la variabilidad en el tamaño de fragmentos. La metodología empleada fue de tipo aplicada con enfoque cuantitativo y experimental, basada en el diagnóstico detallado de los diseños de perforación y voladura existentes, la recopilación de datos operativos en campo relacionados con burden, espaciamiento, diámetro de taladro, longitud de carga, factor de potencia y secuencia de retardos, así como la implementación de pruebas controladas con diseños optimizados, complementándose con análisis estadísticos de los resultados de fragmentación y evaluaciones comparativas del desempeño antes y después de la optimización. Los resultados demostraron que la modificación sistemática de los parámetros del diseño de perforación y voladura permitió mejorar significativamente la uniformidad de la fragmentación, reducir la presencia de zonas de sobrerotura y optimizar el aprovechamiento de la energía explosiva, lo que se tradujo en mejoras operativas en las etapas posteriores de carguío y trituración, además de una mayor estabilidad del macizo rocoso en los frentes de explotación.

En relación con la presente investigación, este antecedente resulta altamente pertinente, ya que refuerza el enfoque metodológico basado en el diagnóstico del diseño existente y la formulación de una propuesta técnica optimizada de diagramas

de perforación y voladura, demostrando que la correcta selección y ajuste de los parámetros geométricos y energéticos del diseño incide directamente en el desempeño del proceso de voladura, lo cual guarda coherencia con el estudio desarrollado en la zona Sheyla – Rampa 898 de la Unidad Minera San Cristóbal, donde se evalúa y optimiza el diseño de perforación y voladura con el propósito de mejorar el avance operativo y el control geométrico de la excavación.

Külekçi y Balki (2025) desarrollaron la investigación titulada Blasting Design Strategies for Variable Iron Ore Lithologies: Enhancing Recovery and Reducing Dilution, la cual fue realizada en la mina subterránea de hierro Karaçat, ubicada en la provincia de Kayseri, Turquía, dentro de un contexto geológico complejo caracterizado por la coexistencia de litologías de hematita y limonita, explotadas mediante el método de sublevel stoping. El objetivo principal del estudio fue evaluar y optimizar los diseños de perforación y voladura considerando la variabilidad litológica y geomecánica del macizo rocoso, con la finalidad de mejorar la recuperación de mineral, reducir la dilución y optimizar la eficiencia del uso de la energía explosiva en operaciones subterráneas. La metodología empleada fue de tipo aplicada con enfoque experimental y de campo, sustentada en la caracterización geológica y geotécnica detallada del yacimiento, el análisis comparativo de patrones de perforación, parámetros de carga explosiva, diámetros y espaciamientos de taladros, así como la implementación de secuencias de detonación con retardos controlados, evaluándose posteriormente los resultados mediante análisis de fragmentación post-voladura, medición de carga específica, evaluación de vibraciones inducidas y observación del comportamiento del colapso del macizo. Los resultados evidenciaron que la aplicación de estrategias de voladura específicas según la litología permitió lograr una mejora aproximada del 10 % en la eficiencia de la carga específica, una fragmentación más homogénea del material, una reducción significativa de bloques sobredimensionados y una disminución de la dilución, además de un mejor control de la estabilidad del macizo rocoso gracias al uso adecuado de retardos y a la creación controlada de superficies libres.

En relación con la presente investigación, este antecedente resulta altamente relevante, ya que demuestra de manera clara que el diagnóstico previo de las condiciones geológicas y del diseño de perforación y voladura existente constituye un paso fundamental para formular propuestas técnicas optimizadas que mejoren el desempeño operativo, lo cual se alinea directamente con el enfoque adoptado en la

zona Sheyla – Rampa 898 de la Unidad Minera San Cristóbal, donde la evaluación del diseño original y la propuesta de un nuevo diagrama de perforación y voladura, validado mediante simulación, buscan mejorar el avance por ciclo y el control geométrico de la excavación, manteniendo la estabilidad del macizo rocoso y optimizando el uso de la energía explosiva.

Kumar, Singh y Mishra (2020) desarrollaron la investigación titulada Optimization of drilling and blasting parameters in underground mining using simulation-based approach, la cual fue realizada en una mina subterránea metálica ubicada en la región central de la India, caracterizada por excavaciones subterráneas de desarrollo y producción en condiciones geomecánicas variables. El objetivo principal del estudio fue optimizar los parámetros de perforación y voladura mediante el uso de herramientas de simulación numérica, con la finalidad de mejorar la fragmentación de la roca, incrementar el avance por disparo y reducir los efectos negativos asociados a diseños inadecuados, tales como sobreexcavación, generación de bloques sobredimensionados y pérdidas de eficiencia operativa. La metodología empleada fue de tipo aplicada con enfoque cuasi experimental, iniciando con el diagnóstico del diseño original de perforación y voladura a partir del análisis de parámetros geométricos como burden, espaciamiento, longitud de taladro y diámetro, así como de parámetros energéticos relacionados con el tipo y distribución del explosivo; posteriormente, se desarrollaron diseños optimizados que fueron evaluados mediante simulación computacional para analizar la distribución de energía, la secuencia de detonación y la interacción entre taladros, validándose finalmente los resultados mediante pruebas de voladura en campo y mediciones post-voladura de fragmentación y avance efectivo. Los resultados evidenciaron que la aplicación de diseños optimizados, validados previamente mediante simulación, permitió mejorar de forma significativa el avance por ciclo de voladura, reducir la variabilidad de la fragmentación y lograr un mejor control del contorno excavado, demostrando que la simulación constituye una herramienta eficaz para predecir el comportamiento de la voladura y minimizar la incertidumbre asociada a la ejecución en campo.

En relación con la presente investigación, este antecedente resulta altamente pertinente, ya que respalda el enfoque metodológico adoptado en la zona Sheyla – Rampa 898 de la Unidad Minera San Cristóbal, donde el diagnóstico del diseño existente, la formulación de una propuesta de diagrama de perforación y voladura

basada en criterios técnicos y su validación mediante simulación permiten mejorar el avance operativo y el control geométrico de la excavación, confirmando que la integración entre análisis técnico y simulación constituye una estrategia clave para optimizar el desempeño de la perforación y voladura en minería subterránea.

2.3.Nacional

Romani Carhuamaca, R. (2018). *Optimización del diseño de perforación y voladura para mejorar el avance y controlar la sobreexcavación en labores de desarrollo subterráneo. Investigación desarrollada en la ciudad de Huancayo, Perú*, en una unidad minera subterránea caracterizada por labores de avance tipo rampa y galerías excavadas en macizos rocosos de calidad regular, propios de yacimientos polimetálicos andinos. El objetivo principal del estudio fue diagnosticar el diseño existente de perforación y voladura y proponer un nuevo diagrama optimizado que permita incrementar el avance efectivo por disparo, reducir la sobreexcavación y mejorar la estabilidad del contorno excavado, considerando las condiciones geomecánicas del macizo rocoso. La metodología empleada fue de tipo aplicada, con un diseño cuasi experimental antes–después, iniciando con la caracterización geomecánica del macizo rocoso mediante sistemas de clasificación como el RMR, seguida del análisis detallado del diseño original de la malla de perforación, evaluando parámetros geométricos tales como burden, espaciamiento, longitud de taladros y la distribución de taladros de arranque, producción y contorno, así como el tipo y la distribución del explosivo y la secuencia de detonación; posteriormente, se formuló una propuesta de diseño optimizado que fue validada mediante pruebas de voladura en campo y mediciones post-voladura del avance obtenido y de la sobreexcavación generada. Los resultados demostraron que la aplicación del diseño propuesto permitió incrementar de manera significativa el avance por ciclo de voladura, mejorar la regularidad del perfil excavado y reducir los índices de sobreexcavación, evidenciando una mejor utilización de la energía explosiva y una disminución de los reprocesos asociados a voladuras deficientes.

En relación con la presente investigación, este antecedente nacional resulta altamente pertinente, ya que confirma que el diagnóstico técnico del diseño de perforación y voladura constituye un paso fundamental para la formulación de propuestas de mejora orientadas al incremento del avance operativo, enfoque que coincide plenamente con el estudio desarrollado en la zona Sheyla – Rampa 898 de la Unidad Minera San Cristóbal, donde se evalúa el diseño original y se plantea una

malla optimizada, validada mediante simulación y control geométrico, con el propósito de mejorar el desempeño del avance y el control del contorno en labores de desarrollo subterráneo.

Quispe Mamani, R., y Reyes Flores, A. J. (2023). *Optimización del diseño de perforación y voladura para mejorar el avance y el control del perfil en labores de desarrollo subterráneo*. Investigación desarrollada en la ciudad de Huancayo, Perú, aplicada a una unidad minera subterránea dedicada a labores de desarrollo horizontal y rampas, excavadas en macizos rocosos de calidad regular a mala, característicos de yacimientos polimetálicos de la sierra central. El objetivo principal del estudio fue evaluar el desempeño del diseño existente de perforación y voladura y formular una propuesta técnica de optimización del diagrama de perforación que permita incrementar el avance efectivo por ciclo, mejorar la calidad del perfil excavado y reducir los efectos negativos asociados a diseños inadecuados, tales como sobreexcavación, sobrerotura y deficiente aprovechamiento de la energía explosiva. La metodología empleada fue de tipo aplicada, con un diseño cuasi experimental antes–después, iniciando con la caracterización geomecánica del macizo rocoso mediante sistemas de clasificación como el RMR, seguida del análisis detallado del diseño original de perforación y voladura, evaluando parámetros geométricos tales como burden, espaciamiento, longitud y distribución de taladros de arranque, producción y contorno, así como parámetros energéticos relacionados con el tipo de explosivo, factor de potencia y secuencia de detonación; posteriormente, se desarrolló un nuevo diseño de malla optimizada, el cual fue aplicado en campo y evaluado mediante mediciones post-voladura del avance obtenido, control del perfil excavado y nivel de sobreexcavación. Los resultados evidenciaron que la aplicación del diseño propuesto permitió mejorar de manera significativa el avance por ciclo de voladura, reducir la irregularidad del perfil excavado y disminuir los índices de sobreexcavación, logrando además una mejor distribución de la energía explosiva y una mayor estabilidad del macizo rocoso en las labores de desarrollo.

En relación con la presente investigación, este antecedente nacional resulta altamente relevante, ya que confirma que el diagnóstico técnico del diseño de perforación y voladura y la formulación de una propuesta de optimización basada en criterios geomecánicos y geométricos influyen directamente en el avance operativo, lo cual guarda una relación directa con el estudio desarrollado en la zona Sheyla – Rampa 898 de la Unidad Minera San Cristóbal, donde se evalúa el diseño original y

se propone un nuevo diagrama de perforación y voladura, validado mediante simulación y control geométrico, con el propósito de mejorar el avance por ciclo y el control del contorno excavado.

Dionisio Chihuan, R. L., y Flores Barzola, E. J. (2022). *Optimización del diseño de perforación y voladura para mejorar el avance y el control del contorno en labores de desarrollo subterráneo*. Investigación desarrollada en la ciudad de Huancayo, Perú, aplicada a una unidad minera subterránea dedicada a labores de desarrollo horizontal y rampas, excavadas en macizos rocosos de calidad regular a mala, representativos de yacimientos polimetálicos de la sierra central. El objetivo principal del estudio fue evaluar el desempeño del diseño existente de perforación y voladura y proponer un nuevo diagrama optimizado que permita incrementar el avance efectivo por ciclo de disparo, reducir la sobreexcavación y mejorar la calidad geométrica del perfil excavado, considerando las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y las restricciones operativas de la mina. La metodología empleada fue de tipo aplicada, con un diseño cuasi experimental antes–después, iniciando con la caracterización geomecánica del macizo rocoso mediante el sistema RMR, seguida del diagnóstico del diseño original de la malla de perforación y voladura, evaluando parámetros geométricos como burden, espaciamiento, longitud de taladros y distribución de taladros de arranque, producción, contorno y piso, así como parámetros energéticos asociados al tipo de explosivo, factor de potencia y secuencia de detonación; posteriormente, se formuló una propuesta de diseño optimizado que fue aplicada en campo y evaluada mediante mediciones post-voladura del avance logrado, el control del perfil excavado y los niveles de sobreexcavación generados. Los resultados evidenciaron que la aplicación del diseño propuesto permitió incrementar de manera significativa el avance por ciclo de voladura, mejorar la regularidad del contorno excavado y reducir los índices de sobreexcavación, demostrando una utilización más eficiente de la energía explosiva y una mejora en la estabilidad del macizo rocoso en las labores de desarrollo. En relación con la presente investigación, este antecedente nacional resulta altamente relevante, ya que refuerza la importancia del diagnóstico técnico del diseño de perforación y voladura y de la formulación de propuestas de optimización basadas en criterios geomecánicos y geométricos, lo cual se encuentra directamente alineado con el estudio desarrollado en la zona Sheyla – Rampa 898 de la Unidad Minera San Cristóbal, donde se evalúa el diseño original y se propone una malla optimizada,

validada mediante simulación y control geométrico, con el propósito de mejorar el avance operativo y el control del contorno en labores de desarrollo subterráneo.

Alfaro Sulca, R. (2016). *Optimización del diseño de perforación y voladura para mejorar el avance y el control de la sobreexcavación en labores de desarrollo subterráneo*. Investigación desarrollada en la ciudad de Puno, Perú, aplicada a una unidad minera subterránea ubicada en la sierra sur del país, caracterizada por labores de desarrollo tipo galerías y rampas excavadas en macizos rocosos de calidad regular, con presencia de estructuras geológicas que condicionan el comportamiento de la voladura. El objetivo principal del estudio fue diagnosticar el diseño existente de perforación y voladura y proponer un nuevo diagrama optimizado que permita mejorar el avance efectivo por disparo, reducir la sobreexcavación y controlar la calidad del contorno excavado, considerando las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y las limitaciones operativas propias de la mina. La metodología empleada fue de tipo aplicada, con un diseño cuasi experimental antes–después, iniciando con la caracterización geomecánica del macizo rocoso mediante el sistema RMR, seguida del análisis detallado del diseño original de la malla de perforación y voladura, evaluando parámetros geométricos como burden, espaciamiento, longitud y diámetro de taladros, así como la distribución de taladros de arranque, producción y contorno, el tipo y la distribución del explosivo y la secuencia de detonación; posteriormente, se formuló una propuesta de diseño optimizado que fue aplicada en campo y evaluada mediante mediciones post-voladura del avance obtenido, la sobreexcavación generada y la regularidad del perfil excavado. Los resultados evidenciaron que la aplicación del diseño propuesto permitió incrementar el avance por ciclo de voladura, mejorar la estabilidad del contorno excavado y reducir los niveles de sobreexcavación, demostrando una utilización más eficiente de la energía explosiva y una mejora en la calidad geométrica de las labores de desarrollo.

En relación con la presente investigación, este antecedente nacional resulta relevante, ya que refuerza la importancia del diagnóstico técnico del diseño de perforación y voladura como base para la formulación de propuestas de optimización orientadas a mejorar el avance operativo, enfoque que guarda coherencia directa con el estudio desarrollado en la zona Sheyla – Rampa 898 de la Unidad Minera San Cristóbal, donde se evalúa el diseño original y se propone una malla optimizada,

validada mediante simulación y control geométrico, con el propósito de mejorar el avance por ciclo y el control del contorno en labores de desarrollo subterráneo.

Torres Mendoza, J. I. (2023). *Optimización del diseño de perforación y voladura para mejorar el avance y el control del perfil en labores de desarrollo subterráneo*. Investigación desarrollada en la ciudad de Cerro de Pasco, Perú, aplicada a una unidad minera subterránea emplazada en un contexto geológico estructuralmente complejo, con labores de desarrollo tipo rampas y galerías excavadas en macizos rocosos de calidad regular a mala, característicos de yacimientos polimetálicos de la sierra central. El objetivo principal del estudio fue diagnosticar el diseño existente de perforación y voladura y proponer un nuevo diagrama optimizado que permita incrementar el avance efectivo por ciclo, reducir la sobreexcavación y mejorar la calidad geométrica del perfil excavado, considerando las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y las restricciones operativas propias de la mina. La metodología empleada fue de tipo aplicada, con un diseño cuasi experimental antes–después, iniciando con la caracterización geomecánica del macizo rocoso mediante el sistema RMR, seguida del análisis del diseño original de la malla de perforación y voladura, evaluando parámetros geométricos como burden, espaciamiento, longitud y diámetro de taladros, así como la distribución de taladros de arranque, producción, contorno y piso, el tipo y la distribución del explosivo y la secuencia de detonación; posteriormente, se formuló una propuesta de diseño optimizado que fue aplicada en campo y evaluada mediante mediciones post-voladura del avance logrado, el control del perfil excavado y los niveles de sobreexcavación generados. Los resultados evidenciaron que la implementación del diseño propuesto permitió incrementar el avance por ciclo de voladura, mejorar la regularidad del contorno excavado y reducir de manera significativa la sobreexcavación, demostrando una mejor utilización de la energía explosiva y una mayor estabilidad del macizo rocoso en las labores de desarrollo.

En relación con la presente investigación, este antecedente nacional resulta altamente pertinente, ya que reafirma que el diagnóstico técnico del diseño de perforación y voladura y la formulación de una propuesta optimizada basada en criterios geomecánicos y geométricos influyen directamente en el desempeño del avance operativo, lo cual se encuentra en coherencia directa con el estudio desarrollado en la zona Sheyla – Rampa 898 de la Unidad Minera San Cristóbal, donde se evalúa el diseño original y se propone un nuevo diagrama de perforación y

voladura, validado mediante simulación y control geométrico, con el propósito de mejorar el avance por ciclo y el control del contorno excavado.

Chávez Vásquez, A. M. (2025). *Mejora de malla de perforación para incrementar el avance lineal XC 700 nivel 23 mina Alpayana 2024*. Investigación desarrollada en la ciudad de Trujillo, Perú, aplicada a labores de desarrollo subterráneo donde se evaluó el desempeño del proceso de perforación y voladura bajo un enfoque técnico–operativo. El estudio se centró específicamente en analizar la relación entre el diseño geométrico de la malla de perforación y el avance efectivo por ciclo, identificando que una incorrecta distribución de los taladros de arranque y producción generaba zonas de confinamiento excesivo que limitaban la creación de superficies libres iniciales, afectando directamente el rendimiento del disparo. Asimismo, la autora evidenció que el desfase entre el burden teórico y el burden real, producto de desviaciones de perforación, incrementaba la sobreexcavación en los laterales y el techo, situación que se reflejaba en perfiles irregulares y mayores requerimientos de saneo. Un aspecto relevante del trabajo fue el análisis detallado de la secuencia de detonación, donde se demostró que el uso de retardos inadecuados provocaba interferencias energéticas entre taladros contiguos, reduciendo la eficiencia de rotura y el aprovechamiento de la energía explosiva. Los resultados mostraron que la reconfiguración del diagrama de perforación, ajustando el número y la ubicación de taladros de arranque, así como la optimización de la secuencia de disparo, permitió incrementar el avance por ciclo y mejorar la regularidad geométrica del perfil excavado.

En relación con la presente investigación, este antecedente resulta especialmente pertinente, ya que aporta evidencia concreta sobre cómo el diagnóstico detallado del diseño de perforación y voladura —particularmente en lo referente a distribución de taladros, burden efectivo y secuencia de detonación— influye directamente en el avance operativo, aspectos que son abordados de manera sistemática en el estudio de la zona Sheyla – Rampa 898 de la Unidad Minera San Cristóbal mediante la aplicación del método de Holmberg, la simulación del disparo y el control geométrico post-voladura.

2.4.Bases Teóricas

2.5.Minería subterránea

La minería subterránea es una modalidad de explotación minera que se desarrolla mediante excavaciones bajo la superficie del terreno con el propósito de acceder a yacimientos minerales ubicados a profundidades donde la minería a cielo abierto resulta técnica, económica o ambientalmente inviable. Este tipo de minería se caracteriza por la construcción de labores como rampas, galerías, chimeneas y cámaras, las cuales permiten el acceso, ventilación, transporte y extracción del mineral, así como la circulación segura del personal y equipos (Brady & Brown, 2006).

Desde el punto de vista técnico, la minería subterránea presenta un entorno operativo complejo, condicionado principalmente por la calidad del macizo rocoso, el estado de esfuerzos in situ, la presencia de estructuras geológicas y las condiciones hidrogeológicas. Estas variables influyen directamente en el diseño geométrico de las labores, la selección del método de explotación y la definición de los parámetros de perforación y voladura, los cuales deben adaptarse a las condiciones reales del terreno para garantizar estabilidad, seguridad y eficiencia operativa (Hoek, Kaiser & Bawden, 1995).

Diversos estudios han señalado que el desempeño operativo en minería subterránea depende en gran medida del adecuado diseño de las labores de desarrollo horizontal, ya que estas constituyen la base para las actividades de exploración, preparación y producción. Un diseño deficiente puede generar problemas como sobreexcavación, inestabilidad del macizo rocoso, aumento en los costos de sostenimiento y disminución del avance efectivo por ciclo de voladura, afectando la productividad global de la operación minera (Villaescusa, 2014).

En el contexto latinoamericano y peruano, la minería subterránea se desarrolla mayoritariamente en yacimientos vetiformes y polimetálicos, donde predominan labores de sección reducida y macizos rocosos de calidad variable. Investigaciones realizadas en minas subterráneas de la región evidencian que la adaptación de los parámetros de perforación y voladura a las condiciones geomecánicas locales es un factor determinante para optimizar el avance y reducir los efectos adversos sobre la estabilidad de las excavaciones (Quispe Mamani, 2018).

Asimismo, la minería subterránea moderna incorpora enfoques de optimización de procesos orientados a la mejora continua, donde el análisis técnico del ciclo de minado —perforación, carguío de explosivos, voladura, ventilación y limpieza— permite identificar deficiencias operativas y proponer soluciones basadas en criterios ingenieriles. En este sentido, el diseño del diagrama de perforación y voladura constituye un elemento clave, ya que una correcta distribución y secuencia de disparo favorece una fragmentación adecuada, un perfil de excavación controlado y un mayor avance efectivo por disparo (Holmberg & Persson, 1979).

En consecuencia, la minería subterránea exige un enfoque integral que combine conocimientos geológicos, geomecánicos y operativos, siendo fundamental el respaldo teórico y experimental proveniente de estudios científicos y tesis especializadas. Este enfoque permite sustentar técnicamente propuestas de mejora orientadas a optimizar el desempeño de las labores subterráneas, como es el caso del rediseño de los diagramas de perforación y voladura para incrementar el avance y la eficiencia operativa.

2.6.Avance en labores subterráneas

El avance en labores subterráneas constituye uno de los principales indicadores de desempeño operativo en la minería subterránea, ya que refleja la eficiencia del ciclo de minado y la efectividad del diseño técnico aplicado en las etapas de perforación y voladura. Se define como la longitud efectiva de excavación lograda por ciclo de disparo, generalmente expresada en metros por disparo o metros por guardia, y está directamente relacionada con la productividad, los costos operativos y la estabilidad de las excavaciones (Alfaro Sulca, 2016).

Desde un enfoque técnico, el avance no depende únicamente de la longitud de los taladros perforados, sino de la interacción de múltiples factores operativos y geomecánicos, tales como el diseño de la malla de perforación, la secuencia de disparo, la correcta selección de explosivos, la calidad del macizo rocoso y el control del contorno de la excavación. Diversas investigaciones a nivel de tesis han demostrado que un diseño inadecuado de perforación y voladura puede generar pérdidas significativas de avance debido a problemas como tiros quedados, mala fragmentación, sobreexcavación o colapsos locales del frente (Torres Mendoza, 2023).

El avance efectivo se diferencia del avance teórico en que considera las pérdidas reales ocurridas durante el ciclo de minado. Estas pérdidas pueden originarse por desviación de taladros, deficiente energía explosiva, errores en la secuencia de iniciación o condiciones geomecánicas desfavorables. En este sentido, el avance efectivo se convierte en un parámetro clave para evaluar la calidad del diseño de voladura y la eficiencia de la ejecución en campo (Dionisio Chihuan & Flores Barzola, 2022).

En labores subterráneas de desarrollo, como rampas y galerías, el avance adquiere mayor relevancia debido a que estas labores no generan producción directa de mineral, pero condicionan el acceso a los cuerpos mineralizados. Por ello, un bajo avance incrementa los costos unitarios de desarrollo y retrasa los cronogramas de producción. Estudios desarrollados en minas subterráneas peruanas evidencian que mejoras en el diseño del diagrama de perforación y voladura permiten incrementos significativos en el avance por disparo, reduciendo simultáneamente la necesidad de reprocesos y sostenimiento adicional (Quispe Mamani, 2018).

Asimismo, el avance está estrechamente vinculado con la calidad del perfil de excavación obtenido después de la voladura. Un perfil irregular o con excesiva sobreexcavación no solo reduce el avance útil, sino que compromete la estabilidad del macizo rocoso y aumenta los requerimientos de sostenimiento. En este contexto, el control geométrico del frente y del contorno de la labor se convierte en un aspecto fundamental para asegurar que el avance logrado sea técnicamente aprovechable y seguro (Chávez Vásquez, 2025).

En síntesis, el avance en labores subterráneas es un indicador integral que refleja el grado de adecuación entre el diseño técnico y las condiciones reales del macizo rocoso. Su análisis permite diagnosticar deficiencias en el diseño de perforación y voladura y sustentar propuestas de mejora orientadas a optimizar el desempeño operativo, incrementar la eficiencia del ciclo de minado y garantizar la estabilidad de las excavaciones subterráneas.

2.7.Diseño de mallas de perforación y voladura

El diseño de mallas de perforación y voladura es una actividad fundamental en el desarrollo de labores subterráneas, ya que establece la disposición geométrica de los taladros, la secuencia de disparo y la correcta utilización de la energía explosiva para lograr la fragmentación de la roca y la liberación del frente de

excavación. De acuerdo con estudios desarrollados en minería subterránea, una malla técnicamente diseñada permite maximizar el avance por disparo, mejorar la calidad del perfil excavado y reducir los efectos indeseables como tiros fallados y sobreexcavación (Ramos Huamán, 2017).

Desde un enfoque ingenieril, la malla de perforación debe concebirse como un sistema integral en el que cada taladro cumple una función específica dentro del disparo, iniciando con el arranque, seguido de los taladros de producción y finalmente los de contorno. Investigaciones realizadas en minas subterráneas peruanas evidencian que la incorrecta disposición de los taladros de arranque genera deficiencias en la creación de superficies libres, lo que repercute negativamente en la fragmentación y en el avance efectivo de la labor (Cahuana Quispe, 2019).

El diseño de mallas está estrechamente vinculado con las características geomecánicas del macizo rocoso. Estudios de tesis señalan que parámetros como la resistencia a compresión simple, el grado de fracturamiento y la orientación de discontinuidades condicionan el espaciamiento y el burden óptimos de la malla. La aplicación de diseños sin considerar estas variables conduce a una distribución ineficiente de la energía explosiva y a un incremento del daño inducido por voladura (Huamán Yucra, 2020).

Asimismo, el diseño geométrico de la malla involucra la definición adecuada de la longitud e inclinación de los taladros, factores que influyen directamente en la estabilidad del frente y en la regularidad del perfil excavado. Investigaciones desarrolladas en rampas y galerías subterráneas demuestran que la falta de control en estos parámetros genera desviaciones significativas respecto al perfil teórico, incrementando los volúmenes de sobreexcavación y los costos asociados al sostenimiento (López Mamani, 2021).

En labores subterráneas de sección reducida, el diseño de mallas adquiere especial relevancia debido a la necesidad de preservar el contorno de la excavación. Diversas tesis coinciden en que el uso de taladros de contorno con cargas desacopladas y espaciamientos menores permite minimizar el daño al macizo rocoso y mejorar la estabilidad de las labores, especialmente en rocas de calidad regular a mala (Salas Condori, 2022).

En síntesis, el diseño de mallas de perforación y voladura constituye un proceso técnico adaptable y dinámico, cuya optimización debe basarse en el análisis

continuo del desempeño operativo y en las condiciones reales del macizo rocoso. El respaldo teórico proveniente de tesis especializadas permite sustentar propuestas de rediseño orientadas a mejorar el avance, el control geométrico y la eficiencia del desarrollo subterráneo.

2.8.Tipos de arranque en labores subterráneas

El arranque en labores subterráneas constituye la fase inicial y más crítica del diseño de una malla de perforación y voladura, ya que su función principal es generar la primera superficie libre que permita la expansión de los gases de detonación y facilite la fragmentación progresiva del macizo rocoso. La eficiencia del arranque condiciona directamente el éxito del disparo completo, influyendo en el avance efectivo, la fragmentación obtenida y la estabilidad del frente de excavación (Paredes Huanca, 2019).

Desde el punto de vista técnico, los tipos de arranque se diferencian principalmente por la geometría de los taladros, la forma en que se crea la superficie libre inicial y el grado de confinamiento de la roca. Estudios desarrollados en minería subterránea señalan que la selección del tipo de arranque debe realizarse considerando factores como la sección de la labor, la resistencia del macizo rocoso, el grado de fracturamiento y la capacidad de perforación disponible, ya que un arranque inadecuado puede generar tiros quedados y pérdidas significativas de avance (Mamani Quispe, 2020).

Uno de los tipos de arranque más utilizados en labores subterráneas es el arranque paralelo o corte quemado, el cual se caracteriza por la perforación de taladros paralelos entre sí, generalmente con uno o más taladros centrales de mayor diámetro que actúan como alivio. Investigaciones a nivel de tesis evidencian que este tipo de arranque resulta eficiente en labores de sección reducida y en macizos rocosos de resistencia media a alta, siempre que se garantice una correcta alineación y carga de los taladros de alivio (Gutiérrez Salas, 2021).

Otro tipo de arranque ampliamente empleado es el arranque en cuña, donde los taladros se disponen de manera inclinada formando un ángulo que permite la liberación progresiva del frente. Este tipo de arranque es recomendado en rocas de resistencia media y en labores donde se dispone de mayor libertad geométrica. Sin embargo, estudios de tesis señalan que su aplicación requiere mayor precisión en la

perforación, ya que errores en la inclinación pueden afectar la generación de superficies libres efectivas (Rojas Quispe, 2018).

Asimismo, el arranque en abanico se utiliza principalmente en labores con restricciones geométricas o cuando las condiciones del macizo rocoso presentan alto grado de fracturamiento. Este tipo de arranque permite una distribución más flexible de los taladros, aunque su eficiencia depende en gran medida de la correcta secuencia de disparo. Investigaciones realizadas en minas subterráneas peruanas indican que un diseño inadecuado del abanico puede generar fragmentación irregular y daño excesivo al contorno de la excavación (Cruz Lazo, 2022).

2.9.Parámetros de diseño de la malla

Los parámetros de diseño de la malla de perforación y voladura constituyen el conjunto de variables geométricas y energéticas que controlan la distribución de la energía explosiva en el macizo rocoso y, en consecuencia, la fragmentación, el avance efectivo y el perfil final de la excavación. La correcta definición de estos parámetros es determinante para el éxito del disparo, especialmente en labores subterráneas donde las restricciones geométricas y geomecánicas son más severas que en minería a cielo abierto (Huayta Pari, 2020).

Entre los parámetros fundamentales del diseño de la malla se encuentran el burden, el espaciamiento, la longitud de taladro, el diámetro de perforación, la inclinación de los taladros y la carga explosiva por taladro. Estudios desarrollados a nivel de tesis señalan que estos parámetros no deben ser definidos de manera aislada, sino como un sistema interdependiente, donde la modificación de uno de ellos influye directamente en el comportamiento de los demás y en la respuesta del macizo rocoso frente a la voladura (Vargas Cárdenas, 2019).

El burden, definido como la distancia entre el taladro cargado y la superficie libre más cercana, es uno de los parámetros más críticos del diseño. Investigaciones realizadas en minería subterránea indican que un burden excesivo genera un alto grado de confinamiento, provocando tiros quedados y fragmentación deficiente, mientras que un burden reducido produce una liberación prematura de energía y sobreexcavación del contorno. Por ello, su correcta estimación debe considerar la resistencia de la roca y el tipo de explosivo empleado (Ramos Huamán, 2017).

El espaciamiento entre taladros controla la superposición de ondas de choque y la uniformidad de la fragmentación. Estudios de tesis demuestran que espaciamientos inadecuados generan zonas de roca sin romper o, por el contrario, un consumo excesivo de explosivos sin beneficios operativos adicionales. En labores subterráneas, el espaciamiento suele definirse como una función del burden y del diámetro del taladro, ajustándose según el grado de fracturamiento del macizo rocoso (Choque Mamani, 2021).

La longitud de los taladros está directamente relacionada con el avance teórico por disparo; sin embargo, el avance efectivo depende de la capacidad de la malla para liberar adecuadamente el frente. Investigaciones realizadas en rampas subterráneas evidencian que el incremento de la longitud de perforación sin un rediseño integral de la malla conduce a pérdidas de avance debido a desviaciones de taladro y mala fragmentación en el fondo de la labor (Puma Quispe, 2022).

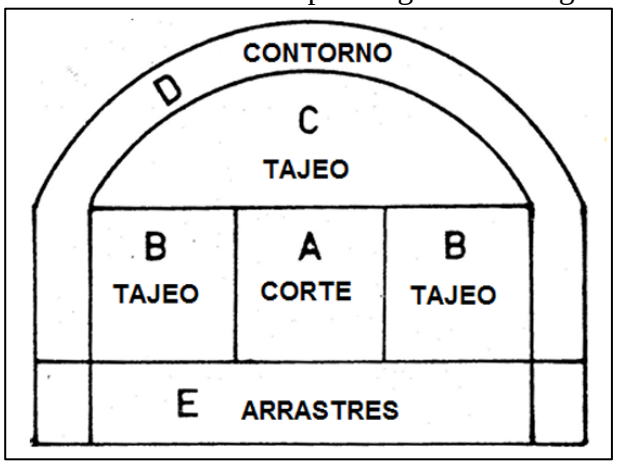
Asimismo, el diámetro de perforación influye en la cantidad de explosivo que puede cargarse por taladro y en la energía disponible para la fragmentación. Tesis desarrolladas en minas subterráneas peruanas indican que el uso de diámetros mayores no siempre se traduce en mejores resultados, especialmente en macizos rocosos de calidad regular a mala, donde el control del contorno y la estabilidad son prioritarios (Salinas Torres, 2020).

Finalmente, la inclinación y orientación de los taladros deben definirse considerando la geometría de la labor y la orientación de las discontinuidades del macizo rocoso. Estudios recientes destacan que una mala orientación de los taladros respecto a los planos de debilidad favorece la generación de bloques inestables y un perfil irregular de excavación, afectando la seguridad y el desempeño operativo (García Lévano, 2023).

2.10. Método de Holmberg para el diseño de voladuras

Con el paso del tiempo se han comenzado a construir túneles de grandes dimensiones, por lo que inevitablemente se requiere el uso de herramientas de perforación de mayores diámetros junto con el uso de mayores cantidades de mezclas explosivas. Esto hace que cada vez se deba tener un mayor cuidado al momento de diseñar una frente. La metodología de Holmberg presenta una forma de facilitar el cálculo del diseño, comenzando por dividir la frente en 5 secciones:

Figura 1 Secciones de túnel por Roger Holmberg



Donde:

- A: sección de corte (cut)
- B: sección de tajeo (stoping)
- C: sección de tajeo o alza (stoping)
- D: sección de contorno (contour)
- E: sección de arrastre (lifters)

Cada una de las secciones requiere que se calcule su diseño de manera ordenada.

2.11. Parámetros empleados en una voladura

Los primeros parámetros que se emplean en el diseño de la sección son las dimensiones del túnel, el ancho y la altura de los hastiales, también es necesario emplear un diagrama de rainura, para el desarrollo de esta tesis se emplea un solo tiro de alivio rodeado de tiros cargados.

En caso de que no se utilice un solo tiro de alivio, sino 2 o más, esta metodología puede considerar que todos los tiros de alivio se pueden volver uno, esto se hace considerando un diámetro equivalente asumiéndolo como la fusión de todos los tiros de alivio mediante la siguiente ecuación:

$$D_e = D_a\sqrt{N}$$

Donde:

- De: Diámetro equivalente
- Da: Diámetro de alivio

- N: Números de tiros de alivio

Se puede calcular una perforación con una profundidad que se puede obtener de la siguiente fórmula:

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

Siendo:

- H: Profundidad de los tiros
- Da: el diámetro de los tiros de alivio

Este avance se castiga con solo el 95% de eficiencia de perforación según Roger Holmberg.

$$A = 0.95H$$

Donde:

- A: Avance realmente alcanzado
- H: Profundidad de los tiros

También existe una variable denominada “error de perforación”, esta afecta de manera directa en el diseño de las mallas y se manifiestan en la variación del burden, el espaciamiento afectando a su vez a la fragmentación de la sección a romper, el avance lineal de la voladura y por último con la eficiencia de toda la labor de voladura.

Mientras mayor sea este error o desviación de los taladros menor será la eficiencia de la voladura y viceversa, se emplea la siguiente ecuación para tener un valor numérico de este error:

$$F = (\alpha H) + E$$

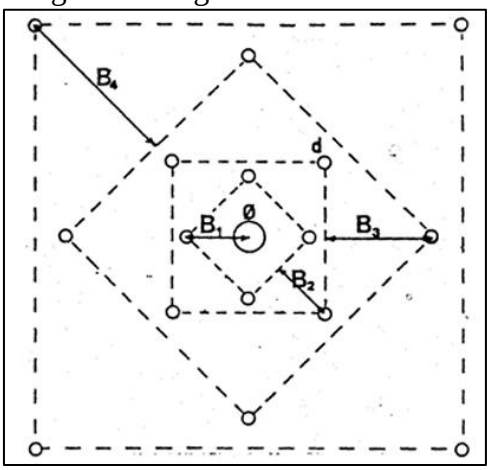
Donde:

- F: Error de perforación
- α: Error angular
- H: Profundidad de los tiros
- E: Error de emboquille

2.12. Diseño para el avance de 4 secciones

El diseño general que se emplea para un arranque de 4 secciones en donde se ocupan perforaciones paralelas se muestra en la siguiente ilustración:

Figura 2 Diagrama de 4 secciones



Para obtener una fragmentación y salida satisfactoria del material de la sección, la distancia entre la perforación central de alivio y las perforaciones de la primera sección no deben exceder la distancia de (1.7*Da). Cuando la desviación angular de perforación esta entre 0.5% y 1% la distancia entre la o las perforaciones centrales de alivio (Da) y los tiros de la primera sección, está dada por:

$$B_e = 1.5D$$

Si la desviación angular de perforación es mayor o igual al 1%, la distancia entre la perforación central de alivio y las perforaciones de la primera sección está dado por:

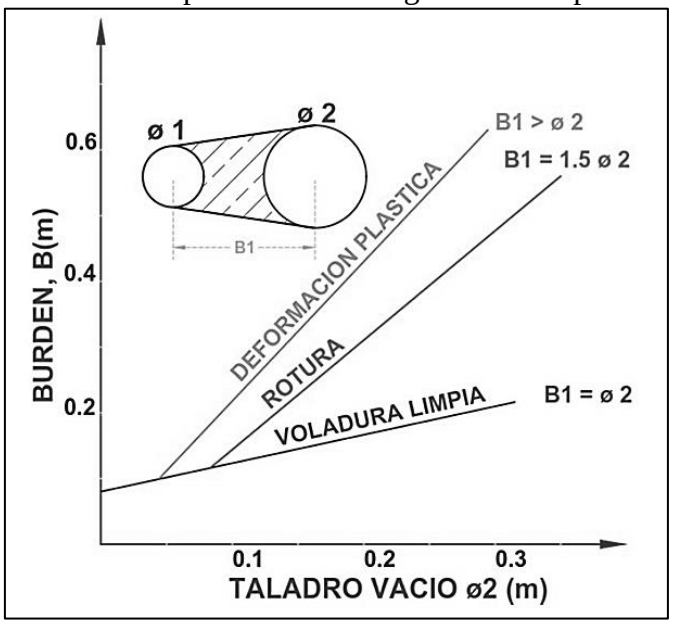
$$B_e = 1.7D_a$$

Donde:

- Be: Burden equivalente
- Da: Diámetro del tiro de alivio

Se pueden observar los resultados de las pruebas realizadas para distintas distancias de las perforaciones cargadas hacia las perforaciones vacías en la siguiente ilustración lo que da información para tener en cuenta al momento de definir un burden, analizando si es adecuado para ver si tendremos una voladura limpia o sin problemas:

Figura 3 Distancias de las perforaciones cargas hacia las perforaciones vacías



Fuente: Manual de P & V López Jimeno

2.13. Cálculos para el diseño de la rainura

Se debe hacer un cálculo para cada cuadrante de la rainura que sea necesario para un diseño óptimo de la rainura, se comienza por el primer cuadrante, el que rodea el tiro de alivio o tiro de alivio equivalente. Como se mencionó anteriormente hay un límite para el burden de la primera sección:

$$Burden\,máximo\ =\ 1.7 * Da$$

Tenemos que recordar que hay una desviación en las perforaciones a medida que se avance en el desarrollo del tiro la que hay que tener en cuenta en el proceso, motivo por el cual se trabaja con un “burden práctico”:

$$Burden\,práctico\ =\ (1.7 *\ Da) - F\ =\ (1.7 - Da) - (\alpha\ * H) + E$$

Donde:

- Da: Diámetro del tiro de alivio
- F: Error de perforación
- α: Error angular
- H: Profundidad de los tiros
- E: Error de emboquille

Además, se puede medir la distancia de los tiros del cuadrante con la siguiente fórmula:

$$D1 = \sqrt{2} * Bprác$$

Donde:

- D1: Distancia de los tiros en el primer cuadrante
- B$prác$: Burden práctico

Fórmula que es válida si se diseñan los burden para que sean de la misma medida, ya que, se forma un triángulo isósceles usando el centro del tiro de alivio y los centros de los tiros con carga de la vertical y de la horizontal, por lo que si se quisieran usar dos burden distintos para la horizontal y otro para la vertical se usa el teorema de Pitágoras para calcular la distancia entre tiros.

$$D_1 = \sqrt{B_{práct1}^2 + B_{práct2}^2}$$

Y la concentración de carga lineal se calcula en base a una fórmula que sólo es válida para un diámetro de perforación mayor a 0.032 metros (3.2 cm) tomando en consideración el macizo rocoso y el tipo de explosivo a usar, la fórmula corresponde a la siguiente:

$$C_c = (55D_p)\left(\frac{B_{máx}}{D_a}\right)^{1.5}\left(B_{máx} - \frac{D_a}{2}\right)\left(\frac{c}{0.4}\right)\left(\frac{1}{S}\right)$$

Donde:

- Cc: Concentración de carga (Kg/m)
- Dp: Diámetro de los tiros cargados
- B$máx$: Burden máximo
- Da: Diámetro de los tiros de alivio
- c: Constante de la roca
- S: Potencia relativa en peso respecto al ANFO

El valor “c” corresponde a la constante de la roca Suecia, que es un factor que se propone por Langefors para representar la influencia de la roca, para los diseños de voladura se usa un valor de la constante de 0.4 kg/m3. En 1974 Larson expuso que este valor puede variar 25%. El valor de la constante se extrae de la siguiente ecuación:

$$c = 0.8784(C.F.) + 0.052$$

Donde:

- c: constante de la roca Suecia
- C.E.: consumo específico de explosivos en el arranque

De aquí se desprende el consumo específico de explosivos (kg/m3) valor que se puede obtener de la fórmula modificada de Ashby:

$$C.E. = \frac{0.56\rho \tan\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

Donde:

- ρ: densidad de la roca
- GSI: Geological Strength Index
- RQD: Rock Quality Designation

Se puede utilizar la siguiente tabla que muestra un rango en el valor de "c" para poder guiarse si el valor del resultado obtenido es el correcto dependiendo de la resistencia de la roca.

Tabla 1 Constante de la roca respecto a la resistencia de la roca

Tipo de roca	c (Kg/m3)	UCS (Mpa)
Muy Dura	0.6	240
Dura	0.5	140
Media	0.4	80
Débil	0.3	60
Muy débil	0.2	20

Fuente: Manual de voladura Enaex

Se debe calcular la longitud que tendrá el taco que confinará las cargas de los tiros, para ello esta metodología se guía por la siguiente relación:

$$T = 10 * Dp$$

Donde:

T: Taco

Dp: Diámetro de los tiros cargados

Este taco se asume para todos los tiros que poseen la sección, tanto como para los de la rainura hasta los de contorno, los tiros de las diferentes secciones pueden poseer distintas características como las dimensiones, explosivos, burden, por lo que me parece prudente mostrar una segunda opción, aunque en el presente trabajo se use la relación de R. Holmberg.

Tabla 2 Taco para una zona de la sección dependiendo del Burden

Zona de la sección	Taco (m)
Zapateras	0.2*B
Paredes	0.5*B
Corona	0.5*B
Auxiliares:	-
Superiores	0.5*B
Horizontales	0.5*B
Inferiores	0.5*B

Fuente: Postulado de Stig Olofsson

Con eso concluye el diseño para el primer cuadrante, el cálculo del segundo cuadrante se prosigue de forma diferente al primero, se considera que el primer cuadrante libero la energía hacia una circunferencia, lo que era anteriormente el diámetro del tiro de alivio, después de extraer el primer cuadrante queda, de forma teórica, un vacío cuadrangular lo que era antes el primer cuadrante razón por la que anteriormente se calculó la distancia entre los tiros de manera que se genere una forma cuadrangular o rectangular al unir las líneas como se puede ver en la Ilustración 18. Es así como se pasa a una abertura rectangular la cual se mide en metros, pero cuando existe un error de perforación la superficie libre difiere de la distancia “D1” en la primera sección, por lo que ahora se hablará de una abertura rectangular

$$V_2 = \sqrt{2}\left(B_{1prác} - F\right)$$

Donde:

- V_2: abertura rectangular generada por el primer cuadrante
- $B_{1prác}$: burden práctico del primer cuadrante
- F: Error de perforación

Para los siguientes cuadrantes que deben diseñarse pasará a sumar la distancia entre los tiros de la siguiente manera generada en un principio, para la

abertura 3 usará el burden práctico 2 y la distancia entre tiros 1, la abertura 4 usará el burden práctico 3 y la distancia entre tiros 2 y así sucesivamente:

$$V_3 = \sqrt{2}\left(B_{2prác} + \frac{D_1}{2} - F\right)$$

Ya se calculó la concentración de carga lineal el cual será el parámetro que se empleará junto a la abertura para generar un nuevo burden:

$$B_{2máx} = (8.8 \times 10^{-2})\sqrt{\frac{V_2 CS}{D_p c}}$$

Una vez obtenido se vuelve a considerar la desviación estimada de los tiros:

$$B_{2prác} = B_{2máx} - [(\alpha H) + \beta]$$

Se puede calcular la distancia de separación que tendrán los tiros que constituirán el segundo cuadrante mediante la siguiente formula, pero no es una variable importante para tomar en cuenta:

$$D_2 = \sqrt{2}\left[B_{2prác} + \left(\frac{D_1}{2}\right)\right]$$

Donde:

- D1: Distancia de los tiros del primer cuadrante
- D2: Distancia de los tiros del segundo cuadrante
- $B_2 prác$: Burden práctico del segundo cuadrante

Este método tiene como una regla para determinar un número razonable de secciones que la distancia entre los tiros del último cuadrante no sea mayor a la raíz del avance.

$$D_{final} \leq \sqrt{A}$$

2.14. Zapateras

El diseño de estos tiros tiene una diferencia con respecto a los demás, hay que considerar que tienen una inclinación hacia abajo con respecto a la horizontal, si estuviéramos realizando el diseño para una rampa con pendiente negativa hay que considerar la pendiente de la rampa más la inclinación propia de los tiros.

Para realizar el cálculo del burden máximo se ocupa la siguiente ecuación:

$$B_{máx,zap} = 0.9\sqrt{\frac{C_c S}{cf\left(\frac{E}{B}\right)}}$$

Donde:

- B$máx_{zap}$: Burden máximo de la zona de zapateras
- Cc: Concentración de carga
- S: Potencia relativa con respecto al ANFO
- c: Constante de la roca
- f: Factor de fijación
- E/B: Relación de Espaciamiento sobre Burden

En cuanto al valor de “f” y la relación “E/B” se ocuparán para esta ecuación y en algunas posteriores diferentes valores dependiendo de la zona en la que se ocupen por lo que se usa la siguiente tabla para conocer su valor:

Tabla 3 Factor de fijación y relación E/B usados generalmente

Factor de corrección y relación E/B		
Sección de la frente	**Factor de fijación**	**Relación (E/B)**
Zapateras	1.45	1
Auxiliares	1.45	1.25
Contorno	-	0.8
Auxiliares laterales	1.45	1.25
Auxiliares superiores	1.2	1.25

Fuente: Manual de voladura ENAEX

Con respecto a la variable “c” hay que realizar una corrección con respecto al burden que se obtuvo en una primera instancia dependiendo de la siguiente relación:

$$\text{Si } Burden > 1.4\,m, \quad c_{corregido} = c + 0.05$$

$$\text{Si } Burden < 1.4\,m, \quad c_{corregido} = c + \frac{0.07}{B}$$

Y se vuelve a utilizar la ecuación de burden máximo para zapateras obteniendo un valor al cual se le debe considerar la desviación estimada:

$$B_{prác,zap} = \left(B_{máx,zap} - H\sin\psi\right) - F$$

Donde:

- B$prác_{zap}$: Burden práctico zapateras
- B$máxzap$: Burden máximo zapateras
- H: Profundidad de los tiros
- ψ: Ángulo de vigía
- F: Error de perforación

El espaciamiento de los taladros debe ser igual al burden, como se muestra en la tabla anterior, pero es necesario revisar el espacio para los taladros en el ancho de la sección. La cantidad de perforaciones en las zapateras se calcula utilizado la siguiente ecuación:

$$N° = \left(\frac{Ancho + 2H \sin \psi}{B_{máx}}\right) + 2$$

En esta ecuación se considera como cantidad al entero menor que corresponda en caso de haber alguna una cantidad con decimales. A continuación, se puede calcular el espaciamiento que tendrán los tiros, pero sin considerar las esquinas es la siguiente ecuación:

$$Esp = \frac{Ancho + 2H \sin \psi}{N° - 1}$$

Ahora bien, para los tiros de esquina se ocupa una fórmula aparte la cual muestra a continuación para el espaciamiento de las esquinas (Espes):

$$Esp_e = Esp - H \sin$$

2.15. Coronas

Las siguientes ecuaciones son considerando que se está aplicando una “voladura controlada” con la cual la zona dañada no debería ser tan grave, manteniendo una inversión mínima en sostenimiento. Holmberg muestra que el espaciamiento óptimo es una función lineal del diámetro de perforación y se muestra en la siguiente ecuación:

$$Esp = k * Dp$$

Donde:

- k: es una constante que varía en un rango de 15 a 16
- Esp: Diámetro de los tiros cargados

Ahora el burden máximo respecto al espaciamiento tiene una relación de 0.8 como se muestra en la siguiente ecuación:

$$B_{máx,cor} = \frac{Esp}{0.8}$$

Y como se ha realizado en zonas anteriores de la sección se debe considerar la posible desviación que tendrían los tiros generando el burden práctico:

$$B_{prác,cor} = B_{máx,cor} - H \sin \psi - F$$

El número de perforaciones que deben realizarse en la corona se calcula con la siguiente ecuación:

$$N° = \left(\frac{Ancho + 2H \sin \psi}{Esp}\right) + 2$$

Donde la cantidad de perforaciones corresponde al número entero inferior en el caso de que el resultado sea un número con decimales.

La concentración de carga (Kg/m) que se utiliza para los tiros de contorno se calcula a partir de la siguiente ecuación donde el diámetro de los tiros cargados se mide en metros, pero para voladura controlada Holmberg dice que se debe cargar la longitud total de la perforación con el objetivo de evitar hendiduras.

$$C_c = 90D_p\text{^}2$$

2.16. Tiros de Caja

De igual forma que con los tiros de corona, se utiliza una relación espaciamiento/burden de 0.8 y para el espaciamiento se utilizó la misma fórmula para el espaciamiento con la misma constante k con valores 15 a 16.

$$B_{máx,caja} = \frac{Esp}{0.8}$$

De igual forma se calcula el burden porque utilizaremos voladura controlada para todo el contorno.

$$B_{prác,caja} = B_{máx,caja} - H \sin \psi - F$$

De igual forma se considera la posible desviación de los tiros.

$$B_{prác,caja} = B_{máx,caja} - (H \sin \psi) - F$$

La longitud en la cual se dispondrán los tiros corresponde a la longitud de la pared, pero hay que descontar el burden práctico de los tiros de corona junto con el burden práctico de las zapateras.

$$E_l = Alt_{túnel} - B_{prác,zap} - B_{prác,cor}$$

Donde:

- El: Espacio libre
- A$lt_{túnel}$: Altura del túnel o hastiales
- B$prác_{zap}$: Burden práctico de las zapateras
- B$prác_{cor}$: Burden práctico de la corona

Y finalmente la cantidad de tiros que se necesitarán colocar.

$$N° = \left(\frac{E_l}{Esp}\right) + 2$$

Donde N° se refiere al número entero inferior en el caso de que haya un valor decimal como resultado. En ese caso se puede calcular el esparcimiento real que tendrán los tiros dividiendo el espacio libre con la cantidad de tiros menos 1.

$$Esp_{real} = \frac{E_l}{N°_{tiros} - 1}$$

De igual forma que para las coronas se carga la totalidad del largo de la perforación.

2.17. Tiros Auxiliares

Ahora se analizarán los tiros que se ubican entre las secciones antes mencionadas tanto de forma vertical como horizontal. Para los tiros que se ubicarán de forma vertical se debe calcular la distancia disponible que queda libre después de haber calculado los tiros de rainura, zapateras y coronas mediante la siguiente ecuación:

$$B_{máx} = 0.9\sqrt{\frac{C_c S}{cf\left(\frac{E}{B}\right)}}$$

Donde:

- ELv: Distancia disponible para los tiros que quiebran verticalmente

Donde se tiene un f de 1.45 y una relación E/B de 1.25 para los tiros que quiebran horizontalmente y un f de 1.2 y una relación E/B de 1.25 para los que quiebran verticalmente, de igual forma se corrige la constante de la roca con:

$$\text{Si } Burden > 1.4\,m, \quad c_{corregido} = c + 0.05$$

$$B_{prác,aux} = B_{máx,aux} - F$$

Se realiza el cálculo del burden práctico, ya que, tomamos en cuenta la posible desviación de los tiros:

$$B_{prác,aux} = B_{máx,aux} - F$$

Se calcula el espaciamiento teórico para estos tiros, como se asume una relación de burden/espaciamiento de 1.25 tanto para las direcciones vertical como horizontal la relación es simple.

$$Esp = B_{máx,aux} \times 1.25$$

El número de filas que se desplegarán se calcula utilizando espacio o distancia libre que queda verticalmente y el burden práctico que se calculó anteriormente.

$$N^{\circ}_{filas} = \frac{E_{lv}}{B_{prác,aux}}$$

Aparte de la distancia que libre vertical también está la distancia horizontal que queda al tomar el ancho del túnel y los burden prácticos de los hastiales.

$$E_{lh} = ancho - 2B_{prác,caja}$$

- ELh: Distancia disponible para los tiros que quiebran horizontalmente

Para finalizar el número de perforaciones verticales esta dado por el espacio libre horizontal y el espaciamiento calculado.

$$N^{\circ}_{perforaciones} = \left(\frac{E_{lh}}{Esp} + 2\right)$$

Se calcula el espaciamiento real para estos tiros dividiendo el espaciamiento libre horizontal con la cantidad de tiros menos 1.

$$Esp_{real} = \frac{E_{lh}}{N^{\circ}_{tiros} - 1}$$

Ahora bien, para las perforaciones auxiliares que quiebran horizontalmente se debe calcular la distancia disponible que queda libre después de haber calculado los tiros de rainura y las dos paredes de la caja.

$$E_{lh} = ancho - D_4 - 2B_{caja}$$

El proceso para calcular el burden práctico y el espaciamiento es el mismo realizado para los tiros auxiliares verticales por lo que se procede a calcular el número de filas el cual es igual al anterior proceso, pero usando la distancia o espacio disponible horizontalmente, como observación se habla de filas, pero visualmente serían columnas en el diseño:

$$N^{\circ}_{filas} = \frac{E_{lh}}{B_{prác,aux}}$$

Ahora solo queda la distancia libre vertical, pero hay que considerar la cantidad de filas de tiros auxiliares que se desplegaron verticalmente y los burden de estas.

$$E_{lv} = alto - B_{prác,zap} - B_{prác,cor} - N^{\circ}_{filas,aux,vert} B_{prác,vert}$$

Para finalizar se obtiene el número de tiros que habrá en cada una de estas filas con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ}_{perforaciones} = \left(\frac{E_{lv}}{Esp} + 2\right)$$

Se calcula el espaciamiento real para estos tiros dividiendo el espaciamiento libre vertical con la cantidad de tiros menos 1.

$$Esp_{real} = \frac{E_{lv}}{N^{\circ}_{tiros} - 1}$$

2.18. Geomecánica del macizo rocoso

La geomecánica del macizo rocoso es la disciplina que analiza el comportamiento mecánico de los cuerpos rocosos conformados por la roca intacta y el conjunto de discontinuidades que la afectan, tales como diaclasas, fracturas y fallas, bajo la acción de esfuerzos naturales e inducidos por excavaciones subterráneas. En minería subterránea, el estudio geomecánico constituye una base técnica fundamental para el diseño de excavaciones, la selección del sostenimiento y la evaluación de la estabilidad de las labores, ya que permite comprender la

respuesta del macizo frente a las actividades de perforación y voladura (Saldaña Abanto, 2024).

El comportamiento del macizo rocoso no puede ser evaluado únicamente a partir de las propiedades de la roca intacta, debido a que las discontinuidades controlan los mecanismos de deformación y falla. Por ello, la geomecánica integra parámetros estructurales, resistentes e hidráulicos, obtenidos mediante mapeos geológicos, ensayos de laboratorio y observaciones de campo, con el fin de caracterizar de manera representativa la calidad del macizo rocoso en condiciones reales de operación minera (Contreras Huamán, 2023).

Diversas tesis desarrolladas en minería subterránea coinciden en que una adecuada caracterización geomecánica permite optimizar el diseño del sostenimiento y reducir riesgos asociados a inestabilidad, caídas de roca y sobreexcavación. En este contexto, los sistemas de clasificación geomecánica, como el RMR, se convierten en herramientas prácticas para sintetizar la información geomecánica y facilitar la toma de decisiones técnicas en el desarrollo de labores subterráneas (Arana Cabrera & Cueva Romero, 2020).

2.19. Macizo rocoso y discontinuidades

El macizo rocoso se define como un medio natural constituido por bloques de roca intacta separados por un sistema de discontinuidades estructurales, tales como juntas, diaclasas, planos de estratificación y fallas. Estas discontinuidades representan superficies de debilidad que influyen significativamente en la resistencia, deformabilidad y estabilidad del macizo, condicionando su comportamiento frente a las excavaciones subterráneas (Cotrado Laura, 2022).

Las discontinuidades se caracterizan mediante parámetros como orientación, espaciamiento, persistencia, apertura, rugosidad y tipo de relleno, los cuales determinan la capacidad del macizo para resistir esfuerzos inducidos. Estudios de tesis evidencian que macizos con discontinuidades persistentes y orientadas desfavorablemente respecto a la excavación presentan mayor probabilidad de inestabilidad y requieren sistemas de sostenimiento más robustos (Saldaña Abanto, 2024).

Asimismo, la presencia de discontinuidades convierte al macizo rocoso en un medio heterogéneo y anisotrópico, donde las propiedades mecánicas varían según

la dirección de los esfuerzos aplicados. Por esta razón, la caracterización detallada de las discontinuidades es un paso indispensable en la evaluación geomecánica, ya que permite identificar mecanismos potenciales de falla y establecer unidades geomecánicas homogéneas dentro de una labor subterránea (Contreras Huamán, 2023).

2.20. Clasificación geomecánica RMR

El sistema de clasificación geomecánica Rock Mass Rating (RMR), propuesto por Bieniawski, es uno de los métodos más utilizados para evaluar la calidad del macizo rocoso en proyectos de ingeniería subterránea. Este sistema asigna un valor numérico al macizo en función de parámetros medibles en campo y laboratorio, permitiendo clasificarlo en categorías que reflejan su comportamiento geomecánico general (Saldaña Abanto, 2024).

El RMR se determina a partir de cinco parámetros principales: la resistencia a compresión uniaxial de la roca intacta, el índice RQD, el espaciamiento de las discontinuidades, la condición de las discontinuidades y las condiciones de agua subterránea. La suma ponderada de estos parámetros permite obtener un índice global que clasifica el macizo rocoso desde muy mala hasta muy buena calidad, sirviendo como base para la selección del tipo de sostenimiento y el diseño de excavaciones subterráneas (Arana Cabrera & Cueva Romero, 2020).

Diversas tesis aplicadas a minería subterránea destacan que el sistema RMR facilita la correlación entre la calidad del macizo rocoso y el comportamiento observado en las labores, permitiendo ajustar el diseño de sostenimiento y prever zonas críticas de inestabilidad. Además, el RMR puede complementarse con factores de corrección relacionados con la orientación de las discontinuidades respecto a la excavación, lo que mejora su aplicabilidad en contextos mineros específicos (Cotrado Laura, 2022; Contreras Huamán, 2023).

2.21. Control geométrico y sobreexcavación

El control geométrico en labores subterráneas es un componente esencial del proceso constructivo, ya que permite verificar que la excavación obtenida después de la voladura se ajuste al perfil teórico diseñado. Este control resulta particularmente relevante en labores de desarrollo, donde la geometría final de la excavación condiciona la estabilidad del macizo rocoso, los requerimientos de sostenimiento y el

avance efectivo del ciclo de minado. Diversas investigaciones a nivel de tesis señalan que la falta de control geométrico sistemático conduce a desviaciones acumulativas del perfil, incrementando los costos operativos y los riesgos geotécnicos (Huerta Cárdenas, 2021).

En minería subterránea, el control geométrico se encuentra estrechamente ligado al diseño de la malla de perforación y voladura, debido a que la distribución de los taladros, la carga explosiva y la secuencia de disparo determinan la forma final de la excavación. Un diseño inadecuado, especialmente en los taladros de contorno, genera una transferencia excesiva de energía al macizo rocoso circundante, produciendo daño inducido por voladura y afectando la regularidad del perfil excavado (Lévano Ríos, 2020).

La sobreexcavación es una de las principales consecuencias de un control geométrico deficiente. Se define como el volumen de roca removido en exceso respecto al perfil teórico de la labor, y representa una pérdida directa de eficiencia operativa. Estudios de tesis desarrollados en galerías y rampas subterráneas evidencian que la sobreexcavación no solo incrementa el consumo de sostenimiento y concreto lanzado, sino que también reduce el avance útil por disparo, ya que parte de la energía explosiva se emplea en romper roca fuera del diseño previsto (Quispe Huamán, 2019).

Desde el punto de vista geomecánico, la sobreexcavación genera una zona de daño alrededor de la excavación, caracterizada por la apertura de discontinuidades y la reducción de la resistencia del macizo rocoso. Esta condición incrementa la probabilidad de inestabilidades locales, caídas de roca y necesidad de sostenimiento inmediato. Investigaciones realizadas en minería subterránea peruana señalan que el control geométrico adecuado, complementado con un diseño optimizado de los taladros de contorno, permite reducir significativamente el daño inducido por voladura y mejorar la estabilidad de las labores (Vargas Taipe, 2022).

Asimismo, el control geométrico cumple una función preventiva dentro del ciclo de minado, ya que permite identificar de manera temprana desviaciones sistemáticas en el diseño o ejecución de la malla de perforación. La comparación entre el perfil teórico y el perfil real excavado proporciona información clave para ajustar parámetros como el espaciamiento, la carga de los taladros de contorno y la secuencia de disparo. De esta manera, el control geométrico se convierte en una

herramienta de retroalimentación técnica orientada a la mejora continua del proceso de perforación y voladura (Huerta Cárdenas, 2021).

2.22. Sobreexcavación en labores subterráneas

La sobreexcavación en labores subterráneas es un fenómeno frecuente asociado a deficiencias en el diseño y ejecución de la voladura, particularmente en los taladros de contorno. Se manifiesta como una ampliación no deseada de la sección excavada, afectando tanto la geometría de la labor como el comportamiento geomecánico del macizo rocoso circundante. De acuerdo con estudios de tesis, los niveles elevados de sobreexcavación están directamente relacionados con una mala distribución de la carga explosiva y con la ausencia de técnicas de voladura controlada (Quispe Huamán, 2019).

Diversas investigaciones realizadas en minería subterránea señalan que la sobreexcavación incrementa el volumen de sostenimiento requerido, eleva los costos de operación y reduce la vida útil de las excavaciones. Además, la pérdida de confinamiento del macizo rocoso producto de la sobreexcavación favorece la propagación de discontinuidades, generando condiciones de inestabilidad que comprometen la seguridad del personal y de los equipos (Vargas Taipe, 2022).

Desde un enfoque operativo, la sobreexcavación también impacta negativamente en el avance efectivo por disparo, ya que parte del esfuerzo energético se destina a romper roca fuera del perfil útil. En este sentido, las tesis especializadas coinciden en que la reducción de la sobreexcavación constituye un indicador directo de la mejora del diseño de la malla de perforación y voladura y del control geométrico aplicado en campo (Lévano Ríos, 2020).

2.23. Control del contorno en excavaciones

El control del contorno en excavaciones subterráneas comprende el conjunto de técnicas orientadas a preservar la geometría diseñada de la labor y minimizar el daño inducido por la voladura en el macizo rocoso circundante. Entre estas técnicas destacan el uso de taladros de contorno con espaciamientos reducidos, cargas desacopladas y secuencias de disparo específicas que limitan la transferencia de energía hacia el exterior de la excavación (Huerta Cárdenas, 2021).

Tesis desarrolladas en labores subterráneas peruanas evidencian que la aplicación sistemática de técnicas de control de contorno permite obtener perfiles

más regulares, reducir la sobreexcavación y mejorar la estabilidad de las excavaciones, especialmente en macizos rocosos de calidad regular a mala. Estos resultados demuestran que el control del contorno no solo es una práctica correctiva, sino un componente esencial del diseño de la malla de perforación y voladura (Vargas Taipe, 2022).

2.24. Modelamiento y simulación de voladuras

El modelamiento y la simulación de voladuras constituyen herramientas fundamentales en la ingeniería de minas moderna, ya que permiten analizar, predecir y optimizar el comportamiento de la voladura antes de su ejecución en campo. En minería subterránea, estas herramientas adquieren especial relevancia debido a las restricciones geométricas de las labores y a la necesidad de controlar el daño inducido al macizo rocoso, la sobreexcavación y el avance efectivo por disparo. Diversas investigaciones académicas señalan que la simulación de voladuras contribuye significativamente a la reducción de la incertidumbre asociada al diseño empírico tradicional (Flores Yupanqui, 2020).

Desde un enfoque teórico, el modelamiento de voladuras integra principios de mecánica de rocas, propagación de ondas, distribución de energía explosiva y geometría de la malla de perforación. A través de modelos computacionales, es posible evaluar la influencia de parámetros como el burden, el espaciamiento, la secuencia de disparo y el tipo de explosivo sobre la fragmentación y el perfil final de la excavación. Tesis desarrolladas en minería subterránea demuestran que el uso de simulación permite identificar configuraciones de diseño más eficientes, reduciendo la necesidad de pruebas empíricas repetitivas en campo (Rojas Valdivia, 2019).

Asimismo, el modelamiento de voladuras se ha consolidado como una herramienta de apoyo a la toma de decisiones en la optimización de procesos, ya que permite comparar escenarios de diseño y evaluar sus efectos sobre indicadores operativos clave, como el avance efectivo, la regularidad del contorno y el daño al macizo rocoso. En este sentido, la simulación se integra al ciclo de mejora continua, proporcionando una base técnica para el rediseño de mallas de perforación y voladura en función de las condiciones geomecánicas del macizo (Quintana Huerta, 2021).

En el ámbito académico, diversas tesis destacan que la aplicación de software especializado en simulación de voladuras permite fortalecer el sustento técnico de

las propuestas de optimización, al respaldar las decisiones de diseño con resultados cuantitativos y reproducibles. De este modo, el modelamiento y la simulación se consolidan como un componente teórico–práctico esencial en investigaciones orientadas a mejorar el desempeño de las labores subterráneas (Flores Yupanqui, 2020).

2.25. Software JKSimBlast

JKSimBlast es un software especializado para el análisis y simulación de voladuras, desarrollado por el JKMRC, que permite modelar el comportamiento de la voladura a partir de la geometría de la malla, las características del explosivo y las propiedades del macizo rocoso. Su aplicación es ampliamente reconocida en estudios académicos y tesis de minería, tanto a cielo abierto como subterránea, debido a su capacidad para evaluar la fragmentación, la distribución de energía y los efectos del disparo sobre el contorno de la excavación (Rojas Valdivia, 2019).

Desde el punto de vista teórico, JKSimBlast se basa en modelos empíricos y semiempíricos que relacionan los parámetros de diseño de la voladura con los resultados esperados en términos de fragmentación y perfil excavado. El software permite simular diferentes configuraciones de malla y secuencias de disparo, facilitando la comparación de escenarios y la selección del diseño más adecuado para condiciones geomecánicas específicas. Investigaciones a nivel de tesis señalan que esta capacidad de simulación resulta especialmente útil en labores subterráneas, donde el control del contorno y la reducción de la sobreexcavación son prioritarios (Quintana Huerta, 2021).

Asimismo, JKSimBlast permite integrar información geomecánica del macizo rocoso, lo que posibilita ajustar el diseño de la voladura en función de la calidad del macizo y del grado de fracturamiento. Tesis desarrolladas en minería subterránea evidencian que el uso del software como herramienta de apoyo al diseño contribuye a mejorar el avance efectivo por disparo y a disminuir la variabilidad de los resultados operativos, en comparación con métodos de diseño puramente empíricos (Flores Yupanqui, 2020).

En el contexto de investigaciones aplicadas, JKSimBlast se utiliza principalmente como una herramienta de validación del diseño propuesto, permitiendo contrastar el desempeño del diseño actual con escenarios optimizados. De esta manera, el software se integra al marco teórico como un soporte técnico

que justifica la aplicación del modelamiento y la simulación de voladuras en estudios orientados a la optimización del diseño de mallas de perforación y voladura en labores subterráneas.

2.26. Control topográfico mediante fotogrametría

2.27. Fotogrametría aplicada a minería subterránea

La fotogrametría es una técnica que permite obtener información geométrica de objetos y superficies a partir del análisis de imágenes digitales tomadas desde diferentes puntos de vista. En minería subterránea, su aplicación se ha incrementado debido a los avances en cámaras digitales, software de procesamiento y sistemas de iluminación, que permiten capturar imágenes en ambientes confinados con alta precisión geométrica (Pacheco Rojas, 2020).

Tesis desarrolladas en el ámbito minero destacan que la fotogrametría subterránea permite generar modelos tridimensionales detallados del frente de excavación y de las paredes de la labor, facilitando la medición de secciones, volúmenes excavados y perfiles de contorno. Estos resultados son especialmente útiles para evaluar la sobreexcavación y el daño inducido por voladura, así como para validar la efectividad de las técnicas de control de contorno aplicadas en campo (Gamarra Palomino, 2021).

Desde el punto de vista operativo, la fotogrametría presenta ventajas significativas frente a los métodos tradicionales, como la reducción del tiempo de levantamiento topográfico y la disminución del riesgo para el personal. Además, su carácter digital permite almacenar y comparar información histórica de las excavaciones, facilitando el análisis de la evolución geométrica de las labores y la identificación de patrones asociados al desempeño del diseño de perforación y voladura (Salazar Quispe, 2022)

2.28. Sistema ADAM para control geométrico

El sistema ADAM es una tecnología de levantamiento geométrico utilizada en minería subterránea que combina captura de imágenes, sensores y procesamiento digital para generar modelos tridimensionales de las excavaciones en tiempos reducidos. Su aplicación se orienta principalmente al control geométrico del frente de excavación y al monitoreo del perfil de las labores, proporcionando información precisa para la evaluación de la calidad de la voladura (Mendoza Loayza, 2019).

Desde el enfoque teórico, el sistema ADAM se basa en principios de fotogrametría y escaneo óptico, permitiendo obtener nubes de puntos de alta densidad que representan la geometría real de la excavación. Tesis aplicadas en minería subterránea indican que el uso de este tipo de sistemas facilita la cuantificación objetiva de la sobreexcavación y la comparación directa con el perfil de diseño, mejorando el control de calidad del proceso de perforación y voladura (Ramos Quispe, 2021).

Asimismo, el sistema ADAM se integra al proceso de toma de decisiones operativas, ya que los resultados del control geométrico pueden emplearse para ajustar de manera inmediata los parámetros de diseño de la malla, especialmente en los taladros de contorno. De este modo, la teoría respalda el uso de tecnologías de control geométrico avanzadas como herramientas clave para optimizar el avance efectivo, reducir costos asociados al sostenimiento adicional y mejorar la estabilidad de las labores subterráneas (Mendoza Loayza, 2019).

2.29. Definición de términos básicos

- **Avance en labores subterráneas:** Longitud efectiva de excavación obtenida por ciclo de voladura en una labor subterránea, expresada generalmente en metros por disparo, que refleja la eficiencia del diseño y ejecución del proceso de perforación y voladura.
- **Malla de perforación y voladura:** Disposición geométrica de los taladros perforados en un frente de excavación subterránea, diseñada para distribuir adecuadamente la energía explosiva y lograr la fragmentación, el avance y el perfil geométrico deseado.
- **Arranque:** Conjunto de taladros centrales de la malla cuya función es generar la primera superficie libre durante la voladura, permitiendo la expansión de los gases de detonación y el inicio del rompimiento del macizo rocoso.
- **Burden:** Distancia perpendicular entre un taladro cargado y la superficie libre más cercana, parámetro fundamental que controla el grado de confinamiento de la roca durante la voladura.
- **Espaciamiento:** Distancia medida entre ejes de taladros consecutivos dentro de una misma fila de la malla, la cual influye directamente en la uniformidad de la fragmentación y el consumo de explosivos.

- **Taladro de contorno:** Taladro ubicado en el perímetro de la excavación cuya función es definir el perfil final de la labor y limitar el daño inducido por voladura al macizo rocoso circundante.
- **Sobreexcavación:** Volumen de roca removido en exceso respecto al perfil teórico diseñado de la excavación subterránea, generado principalmente por deficiencias en el diseño o ejecución de la voladura.
- **Control geométrico:** Conjunto de procedimientos técnicos destinados a verificar la correspondencia entre el perfil teórico de diseño y la geometría real de la excavación obtenida después de la voladura.
- **Macizo rocoso:** Medio natural constituido por roca intacta y un sistema de discontinuidades estructurales, cuyo comportamiento mecánico global difiere del de la roca intacta considerada aisladamente.
- **Discontinuidades:** Superficies de debilidad presentes en el macizo rocoso, tales como fracturas, diaclasas o fallas, que condicionan su resistencia, deformabilidad y estabilidad.
- **Clasificación geomecánica RMR:** Sistema de clasificación del macizo rocoso que asigna un valor numérico a su calidad geomecánica, basado en parámetros como resistencia de la roca, RQD, discontinuidades y condiciones de agua.
- **Fragmentación:** Resultado del proceso de voladura que describe el tamaño y distribución de los fragmentos de roca obtenidos, influyendo en la eficiencia de las operaciones posteriores.
- **Daño inducido por voladura:** Alteración mecánica del macizo rocoso circundante a la excavación como consecuencia de la propagación excesiva de energía explosiva, manifestada en la apertura de discontinuidades y pérdida de resistencia.
- **Modelamiento de voladuras:** Representación matemática o computacional del proceso de voladura que permite simular el comportamiento de la energía explosiva y predecir resultados como fragmentación y perfil excavado.
- **Fotogrametría:** Técnica de medición que permite obtener información geométrica tridimensional de superficies excavadas a partir del procesamiento de imágenes digitales, utilizada para el control geométrico en minería subterránea.

CAPITULO 3: MATERIAL Y MÉTODOS

3.1.Tipo y enfoque de investigación

3.2.Enfoque:

La presente investigación se desarrolla bajo un enfoque cuantitativo, debido a que se basa en la medición objetiva y sistemática de variables técnicas asociadas al proceso de perforación y voladura, tales como el avance real por disparo, la eficiencia de perforación, el factor de carga, la sobreexcavación y los parámetros geomecánicos del macizo rocoso (RMR y GSI). Este enfoque permite analizar numéricamente los resultados obtenidos antes y después de la aplicación de la propuesta de diseño de diagramas de perforación y voladura, facilitando la comparación y evaluación del efecto de la intervención técnica implementada en la rampa 898 de la Unidad Minera San Cristóbal. Asimismo, el enfoque cuantitativo posibilita el uso de registros técnicos, controles topográficos y simulaciones computacionales como fuentes válidas de datos medibles y verificables (Hernández Sampieri et al., 2014).

3.3.Tipo:

La investigación es de tipo aplicada, ya que tiene como finalidad resolver un problema técnico concreto identificado en una operación minera real, mediante la formulación y aplicación de una propuesta de diseño de diagramas de perforación y voladura orientada a mejorar el avance operativo en una rampa subterránea. Este tipo de investigación se caracteriza por generar conocimiento con utilidad práctica inmediata, permitiendo optimizar procesos productivos y apoyar la toma de decisiones técnicas en el ámbito de la ingeniería de minas (Ñaupas et al., 2018).

3.4.Nivel:

El nivel de la investigación es explicativo, dado que busca establecer y analizar la influencia de las condiciones geomecánicas y del diseño técnico de los diagramas de perforación y voladura sobre el avance logrado en la rampa estudiada. En este sentido, no solo se describen las deficiencias del diseño actual, sino que se explica cómo y por qué la propuesta técnica planteada genera mejoras en los indicadores operativos evaluados, permitiendo identificar relaciones causales entre las variables del estudio (Carrasco, 2017).

3.5.Diseño:

El diseño de la investigación es cuasi-experimental, específicamente de tipo antes–después, debido a que se realiza una comparación entre una situación inicial (línea base), en la cual se emplea el diseño de perforación y voladura convencional de la mina, y una situación posterior, donde se aplica la propuesta de diseño optimizado. En este diseño no existe asignación aleatoria de los tratamientos, ya que la intervención se ejecuta directamente sobre una labor minera en operación, manteniéndose constantes las condiciones generales del entorno. Este tipo de diseño es apropiado para estudios aplicados en ingeniería, donde las variables se evalúan en contextos reales y controlados operacionalmente (Hernández Sampieri et al., 2014).

3.6.Área de estudio

3.7.Ubicación de la mina

El área de estudio corresponde a la Unidad Minera San Cristóbal, específicamente a la zona Sheyla, donde se desarrollan labores de minería subterránea orientadas al acceso y preparación de frentes productivos. La investigación se enfoca en una rampa de desarrollo denominada RP-II (Rampa 898), la cual forma parte del sistema de accesos internos de la mina y cumple una función estratégica en el avance de labores subterráneas. Esta rampa es utilizada para el tránsito de equipos, personal y servicios, así como para la ejecución de operaciones de perforación y voladura requeridas para la continuidad del desarrollo minero. El estudio se realizó durante el año 2025, considerando las condiciones operativas reales vigentes en dicho periodo.

3.8.Características de la rampa

La rampa 898 de la zona Sheyla es una labor de desarrollo subterráneo ejecutada mediante el método convencional de perforación y voladura. Su avance se realiza en función de ciclos operativos que incluyen perforación, carga de explosivos, voladura, ventilación, desquinche y limpieza. La rampa presenta variaciones en las condiciones geomecánicas del macizo rocoso a lo largo de su trazo, lo cual influye directamente en el desempeño del diseño de los diagramas de perforación y voladura. Estas variaciones justifican la necesidad de realizar un diagnóstico técnico

del diseño actual y la posterior propuesta de optimización, con el objetivo de mejorar el avance efectivo y el control geométrico de la labor.

3.9.Sección de la labor

La sección transversal de la rampa estudiada corresponde a una labor de desarrollo tipo rampa, con una sección rectangular de 4.5 m de ancho por 4.5 m de alto, diseñada para permitir el tránsito seguro de equipos mineros, personal y servicios auxiliares, conforme a los requerimientos operativos de la Unidad Minera San Cristóbal. Esta geometría es representativa de las rampas de acceso empleadas en minería subterránea y constituye un parámetro fundamental para el diseño de los diagramas de perforación y voladura.

La sección de 4.5 × 4.5 m condiciona directamente la disposición espacial de los taladros, la configuración del corte o alivio, el número total de perforaciones, así como la distribución y concentración de la carga explosiva. En este sentido, un diseño inadecuado de la malla de perforación puede generar sobreexcavación, irregularidad en el contorno y reducción del avance efectivo por disparo. En la presente investigación, la sección de la labor se mantiene constante tanto en la etapa de diagnóstico como en la etapa de aplicación de la propuesta, con el propósito de asegurar que las variaciones observadas en el avance, la eficiencia de perforación y el control geométrico de la excavación sean atribuibles exclusivamente a las modificaciones introducidas en el diseño de los diagramas de perforación y voladura, y no a cambios en la geometría de la labor.

3.10. Caracterización del macizo rocoso

3.11. Metodología de evaluación RMR

La caracterización geomecánica del macizo rocoso en la rampa 898 de la zona Sheyla se realizó mediante la aplicación del sistema de clasificación Rock Mass Rating (RMR), desarrollado por Bieniawski, el cual permite evaluar de manera integral la calidad del macizo rocoso a partir de parámetros geológicos y geomecánicos observables en campo. Este sistema considera como variables principales la resistencia a la compresión simple de la roca intacta, el índice de calidad de la roca (RQD), el espaciamiento entre discontinuidades, las condiciones de las discontinuidades (persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno y grado de

meteorización), así como las condiciones de agua subterránea y la orientación de las discontinuidades respecto a la excavación.

3.12. Puntos de medición

La caracterización geomecánica del macizo rocoso se realizó considerando dos etapas de evaluación, con el fin de contar con una línea base confiable y, posteriormente, analizar las condiciones durante la aplicación de la propuesta de diseño de los diagramas de perforación y voladura.

En una primera etapa, correspondiente al diagnóstico inicial, se establecieron ocho (8) estaciones de medición, identificadas como P1, P2, P3, P4, P5, P6, P7 y P8, distribuidas a lo largo del tramo evaluado de la rampa 898. En cada una de estas estaciones se determinaron los parámetros geomecánicos necesarios para la clasificación RMR, tales como el índice volumétrico de discontinuidades (Jv), el RQD, la resistencia a la compresión simple de la roca intacta, el espaciamiento entre discontinuidades, así como las condiciones de las discontinuidades, incluyendo persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno y grado de meteorización. Asimismo, se registraron las condiciones de agua subterránea y la orientación de las discontinuidades respecto al eje de la labor.

Tabla 4 Parámetros geomecánicas considerados para la clasificación del macizo rocoso en la rampa 898 (Línea Base)

Estaciones	indice volumetrico (Jv)	RQD	Resistencia a la Compresión Mpa	Espaciamiento entre Discontinuidad (cm)	Agua Subterránea	Orientación Discontinuidades
P1	21	45.7	70	20	mojado	regular
P2	16	62.2	75	40	humedo	regular
P3	18	55.6	73	15	humedo	regular
P4	10	82.0	69	4	mojado	favorable
P5	13	72.1	68	20	mojado	regular
P6	17	58.9	72	40	humedo	regular
P7	19	52.3	67	15	humedo	regular
P8	21	45.7	76	21	mojado	regular

Tabla 5 Condiciones de las discontinuidades evaluadas en el tramo intervenido de la rampa 898 (Línea Base)

Estaciones	CONDICIONES DE DISCONTINUIDADES				
	Persistencia (m)	Apertura (mm)	Rugosidad	Relleno	Meteorización
P1	0.5	2	ligeramente rugosa	Relleno duro 3mm	moderadamente
P2	2	3	lisa	Relleno blando 4mm	moderadamente
P3	15	3	rugosa	Relleno blando 3mm	ligeramente
P4	2	5	ligeramente rugosa	Relleno duro 6mm	ligeramente
P5	0.7	0.08	rugosa	Relleno duro 7mm	ligeramente
P6	8	3	lisa	Relleno blando 4mm	moderadamente
P7	15	3	rugosa	Relleno blando 3mm	ligeramente
P8	2	3	lisa	Relleno blando 3mm	moderadamente

En una segunda etapa, desarrollada durante la ejecución de la investigación y asociada a la implementación de la nueva malla de perforación y voladura diseñada, se evaluaron ocho (8) estaciones adicionales, correspondientes a la continuación de la rampa 898, las cuales fueron identificadas secuencialmente como P9, P10, P11, P12, P13, P14, P15 y P16. Estas estaciones se ubicaron en el tramo avanzado con el nuevo diseño de perforación y voladura, garantizando la continuidad espacial y geológica respecto a las estaciones consideradas en la línea base.

Tabla 6 Parámetros geomecánicas considerados para la clasificación del macizo rocoso en la rampa 898 (Intervención)

Estaciones	indice volumetrico (Jv)	RQD	Resistencia a la Compresión Mpa	Espaciamiento entre Discontinuidad (cm)	Agua Subterránea	Orientación Discontinuidades
P9	19	52.3	80	30	mojado	regular
P10	17	58.9	90	30	mojado	regular
P11	20	49.0	75	40	humedo	regular
P12	16	62.2	80	15	humedo	regular
P13	16	62.2	70	20	humedo	regular
P14	18	55.6	75	30	humedo	regular
P15	20	49.0	70	20	humedo	regular
P16	22	42.4	60	30	mojado	regular

Tabla 7 Condiciones de las discontinuidades evaluadas en el tramo intervenido de la rampa 898 (Intervención)

Estaciones	CONDICIONES DE DISCONTINUIDADES				
	Persistencia (m)	Apertura (mm)	Rugosidad	Relleno	Meteorización
P9	3	4	rugosa	Relleno duro 4mm	ligeramente
P10	2	4	lisa	Relleno blando 4mm	moderadamente
P11	3	6	rugosa	Relleno blando 6mm	moderadamente
P12	2	5	lisa	Relleno duro 4mm	moderadamente
P13	4	7	rugosa	Relleno duro 7mm	ligeramente
P14	4	7	rugosa	Relleno blando 7mm	ligeramente
P15	4	4	ligeramente rugosa	Relleno blando 3mm	ligeramente
P16	3	4	ligeramente rugosa	Relleno blando 4mm	ligeramente

Las estaciones P9 a P16 fueron analizadas siguiendo el mismo procedimiento metodológico aplicado en las estaciones P1 a P8, con el propósito de asegurar la comparabilidad de los resultados y verificar la consistencia de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso durante la fase de intervención. Los valores obtenidos de RMR corregido en estas estaciones se mantuvieron dentro del rango correspondiente a un macizo rocoso de calidad regular (Clase III), lo cual permitió establecer criterios técnicos homogéneos para el análisis del desempeño de la voladura y para la evaluación objetiva de la mejora del avance atribuible al rediseño de los diagramas de perforación y voladura.

3.13. Instrumentos utilizados

Para la caracterización del macizo rocoso se emplearon diversos instrumentos y herramientas de campo, los cuales permitieron obtener información confiable y representativa de las condiciones geomecánicas de la labor. Entre los principales instrumentos utilizados se incluyen fichas geomecánicas RMR para el registro sistemático de datos, herramientas de medición directa para el espaciamiento, persistencia y apertura de discontinuidades, así como registros geológicos y observaciones visuales para la identificación de la rugosidad, tipo de relleno y grado de meteorización.

Asimismo, se utilizaron registros técnicos y documentales de la operación minera para complementar la información relacionada con la resistencia de la roca intacta y las condiciones de agua subterránea. La información recopilada fue organizada y procesada de manera ordenada, permitiendo calcular los valores de RMR básico y RMR corregido para cada estación, los cuales sirvieron como base

técnica para el análisis del comportamiento del macizo rocoso y para el diseño posterior de los diagramas de perforación y voladura propuestos.

3.14. Línea base de la malla de perforación y modelamiento de malla

3.15. Descripción de la malla original

La línea base de la malla de perforación y voladura corresponde al diseño operativo utilizado previamente en la rampa 898 de la zona Sheyla, el cual fue aplicado en el tramo inicial del desarrollo antes de la implementación de la propuesta técnica planteada en la presente investigación. Este diseño constituye el punto de referencia para la evaluación comparativa del desempeño del avance y del control geométrico de la excavación.

Cabe señalar que la documentación técnica detallada del diseño original, incluyendo la memoria de cálculo, criterios de diseño y parámetros específicos de perforación y carga, no fue facilitada por la unidad minera, debido a restricciones de confidencialidad interna asociadas a los procedimientos operativos de la empresa. Esta limitación es habitual en estudios desarrollados en operaciones mineras en producción y no impide la realización de un diagnóstico técnico cuando se dispone de evidencia operativa y observacional suficiente.

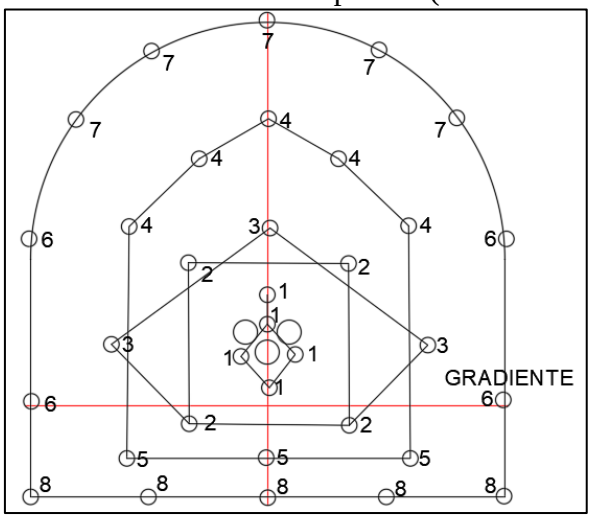
3.16. Parámetros técnicos

Ante la ausencia de la memoria de cálculo del diseño original, el análisis de la malla base se realizó a partir de una evaluación indirecta, sustentada en tres fuentes principales:

- La observación directa en campo de la disposición de los taladros y del comportamiento de la excavación
- La información técnica proporcionada por responsables del área de perforación y voladura
- El registro gráfico del diagrama de perforación aplicado en la labor.

A partir de estas fuentes se identificó la configuración general del corte central, la disposición de los taladros de producción y contorno, así como el esquema de retardos empleado en la voladura.

Figura 4 Distribución de los puntos de perforación y numeración de taladros en la sección transversal de la rampa 898 (estado inicial).



3.17. Modelamiento del diseño original

Con el objetivo de analizar el comportamiento del diseño original y suplir la falta de información detallada de cálculo, la malla base fue reconstruida y simulada en el software especializado de voladuras JKSimBlast, utilizando como datos de entrada la geometría observable del diagrama, la secuencia de retardos identificada y los parámetros operativos proporcionados por el personal técnico de la mina.

La simulación permitió evaluar la distribución de la energía de detonación, la propagación de ondas y el efecto del diseño sobre el contorno de la excavación. Los resultados del modelamiento evidenciaron una concentración irregular de energía, especialmente en las zonas periféricas de la sección, lo cual se traduce en un exceso de daño al macizo rocoso y sobreexcavación respecto al perfil teórico de la rampa. Estos resultados son coherentes con las observaciones de campo y con los registros del control topográfico realizados en el tramo correspondiente a la línea base.

3.18. Condiciones operativas

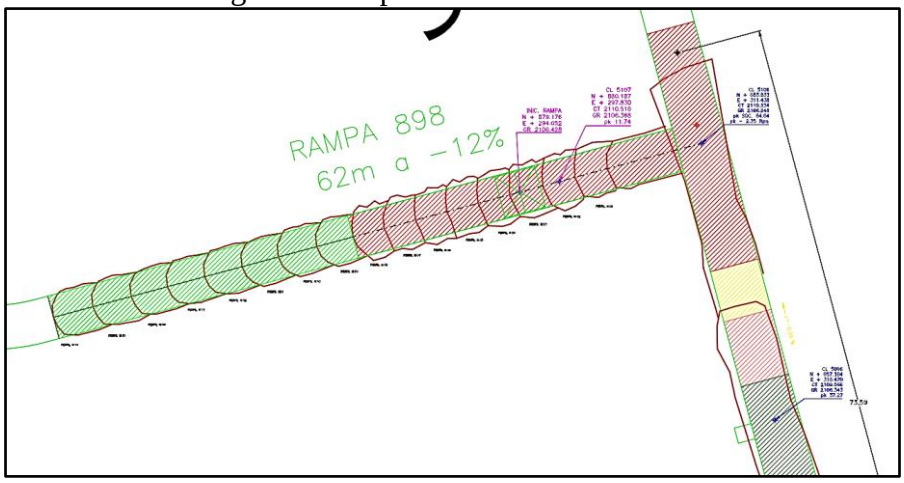
La aplicación de la malla original se realizó bajo las condiciones operativas normales de la Unidad Minera San Cristóbal, manteniéndose constantes variables como el método de excavación, la sección de la labor, los equipos utilizados y el procedimiento general de perforación y voladura. Esta condición permite atribuir las desviaciones observadas en el avance efectivo y en el control geométrico de la excavación principalmente al diseño de la malla de perforación empleada, y no a factores externos al proceso de voladura.

Las evidencias obtenidas mediante observación directa, control topográfico y simulación computacional constituyen la línea base técnica del estudio y justifican la necesidad de formular una propuesta de rediseño de los diagramas de perforación y voladura, orientada a mejorar el avance operativo y reducir la sobreexcavación en la rampa 898.

3.19. Diseño de la malla de perforación propuesta

El diseño de la malla de perforación y voladura propuesta se desarrolló con el objetivo de optimizar el avance operativo y mejorar el control geométrico de la excavación en la rampa 898 de la zona Sheyla, considerando las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y las características geométricas de la labor. La propuesta se fundamenta en la necesidad de corregir las deficiencias identificadas en la malla utilizada como línea base, especialmente aquellas asociadas a la sobreexcavación y a la pérdida de eficiencia del avance por ciclo de disparo.

Figura 5 Rampa 898 – Zona de estudio



El diseño se elaboró teniendo como criterio principal la clasificación geomecánica del macizo rocoso, determinada mediante el sistema RMR, cuyos resultados indican que la roca evaluada corresponde predominantemente a un macizo de calidad regular (Clase III). Esta condición implica la presencia de un grado moderado de fracturamiento, discontinuidades con rellenos variables y una resistencia media de la roca intacta, factores que influyen directamente en la respuesta del macizo frente a la voladura. En consecuencia, el diseño de la malla propuesta prioriza una distribución adecuada de la energía explosiva, orientada a lograr una fragmentación eficiente sin generar daño excesivo al contorno de la excavación.

Asimismo, el diseño considera la sección transversal constante de la labor, de 4.5 m × 4.5 m, la cual condiciona la disposición espacial de los taladros, la configuración del corte y la distribución de los taladros de producción y contorno. La geometría de la sección exige un diseño que permita una liberación progresiva del frente, garantizando un adecuado alivio inicial y una propagación controlada de la fractura hacia los límites de la excavación. En este sentido, la malla propuesta se concibe como un sistema integral en el que cada componente cumple una función específica dentro del proceso de excavación.

3.20. Parámetros de Diseño

Para calcular el avance de la frente de un túnel, se definieron los parámetros necesarios. La información disponible, conforme al diseño del túnel, se recopiló en la siguiente tabla.

Tabla 8 Parámetros de Diseño de la Malla Propuesta

Parámetro	Valor	Unidad
Ancho de túnel	4.5	metros
Altura de los hastiales	4.5	metros
Altura arco	0.5	metros
Diámetro de perforaciones “Dp”	0.045	metros
Diámetro de alivio “Da”	0.13	metros
Ángulo de vigía “ψ”	3	grados
Desviación angular “α”	0.01	m/m
Error de emboquille “E”	0.02	metros
Constante de la roca “c”	0.4	–
Factor de avance	0.95	% (95%)
Número de perforaciones de alivio	1	–
Explosivo	Emultex CN	–
Potencia relativa en peso al ANFO “S”	1.01	–
Diámetro del cartucho	1 1/4"	pulgadas
Largo del cartucho	8"	pulgadas
RQD	60	Promedio
GSI	46	Promedio

3.21. Diagnóstico técnico y desarrollo de cálculos del diseño de perforación y voladura

El presente apartado desarrolla el diagnóstico técnico y los cálculos del diseño de perforación y voladura propuesto para la construcción de la Rampa 898 en la zona Sheyla de la Unidad Minera San Cristóbal. Su finalidad es demostrar que el diseño

de la malla no fue elaborado de manera empírica, sino a partir de pruebas técnicas realizadas durante la construcción de la rampa, cuyos resultados se verifican posteriormente en el Capítulo 4.

Desde el punto de vista técnico, la línea base evidenció que la malla original presentaba deficiencias en el control del contorno y en el aprovechamiento de la energía explosiva. En los perfiles P-01 a P-08 se registraron avances entre 3.1 m y 3.3 m, áreas reales excavadas entre 18.59 m² y 18.94 m², y porcentajes de sobreexcavación entre 30.2 % y 32.6 %, frente a una sección proyectada de 14.28 m². Estos resultados demuestran una sobrerotura sistemática de la sección excavada.

La propuesta de diseño se desarrolló mediante el método de Holmberg, debido a que permite organizar el frente de excavación en zonas funcionales: arranque, cuadrantes, zapateras, corona, hastiales o tiros de caja, auxiliares verticales y auxiliares horizontales. Esta organización es necesaria en labores subterráneas porque cada grupo de tiros cumple una función específica dentro de la voladura: el arranque genera la primera cara libre, los cuadrantes amplían la abertura inicial, las zapateras controlan el piso, la corona controla el techo, los tiros de caja controlan los hastiales y los auxiliares uniformizan la rotura interna.

El diseño propuesto también se sustenta en investigaciones previas incluidas en el marco teórico. Umarov et al. (2024) sostienen que el control del perímetro en minería subterránea depende de la integración entre geometría de perforación, energía explosiva y secuencia de detonación. Yakubovskiy y Sankovsky (2017) indican que la eficiencia de la voladura depende de la relación entre burden, energía explosiva y características del macizo rocoso. Asimismo, Gadikor (2018) demuestra que la optimización de los parámetros de perforación y voladura permite reducir sobrerotura, mejorar la fragmentación y controlar el daño inducido al macizo rocoso. Estos antecedentes respaldan la necesidad de diagnosticar la malla original y formular una propuesta técnica específica para la Rampa 898.

3.22. Diagnóstico técnico de la malla original durante la construcción de la Rampa 898

El diagnóstico técnico de la malla original se realizó con la finalidad de identificar las deficiencias que afectaban el avance y el control geométrico de la Rampa 898 en la zona Sheyla. Para ello, se evaluaron las condiciones geomecánicas del macizo

rocoso, la distribución inicial de los tiros, la secuencia de voladura, el avance efectivo por disparo, el área real excavada y la sobreexcavación generada.

La caracterización geomecánica se desarrolló en dos etapas. En la primera etapa, correspondiente a la línea base, se establecieron ocho estaciones de medición, identificadas como P1, P2, P3, P4, P5, P6, P7 y P8. En cada estación se evaluaron parámetros como Jv, RQD, resistencia a la compresión simple, espaciamiento de discontinuidades, persistencia, apertura, rugosidad, relleno, meteorización, agua subterránea y orientación de discontinuidades.

Tabla 9 Diagnóstico técnico de la malla original durante la construcción de la Rampa 898

Aspecto evaluado	Resultado observado en línea base	Interpretación técnica	Criterio de rediseño
Avance por disparo	3.1 m – 3.3 m	Avance limitado respecto al potencial de la labor	Mejorar arranque y cuadrantes
Área proyectada	14.28 m²	Sección teórica de excavación	Mantener sección de diseño
Área real excavada	18.59 m² – 18.94 m²	Excavación superior a la sección teórica	Controlar contorno
Sobreexcavación	30.2 % – 32.6 %	Sobrerotura sistemática	Rediseñar corona, hastiales y zapateras
Calidad geomecánica	RMR Clase III	Macizo rocoso regular	Aplicar voladura controlada
Secuencia de voladura	No optimizada	Posible interferencia energética	Reordenar retardos
Diseño de tiros	Estandarizado	Baja adaptación a la roca real	Aplicar método de Holmberg

Nota. La línea base evidenció avances de 3.1 m a 3.3 m y sobreexcavaciones entre 30.2 % y 32.6 %.

El análisis de la Tabla 9 demuestra que la malla original no controlaba adecuadamente el contorno de la excavación. La sobreexcavación superior al 30 % en todos los perfiles indica que el problema no fue aislado, sino recurrente. Por ello, el rediseño debía priorizar el control de los tiros de corona, tiros de caja, zapateras y auxiliares, además de mejorar la eficiencia del arranque.

La sobreexcavación se calculó mediante la siguiente expresión:

$$SE(\%) = \frac{A_r - A_p}{A_p} \times 100$$

Donde:

SE = sobreexcavación expresada en porcentaje.

Ar = área real excavada, obtenida mediante control topográfico o fotogrametría.

Ap = área proyectada o área teórica de diseño de la sección de la rampa.

Para el perfil P-01:

$$SE(\%) = \frac{18.64 - 14.28}{14.28} \times 100$$

$$SE(\%) = \frac{4.36}{14.28} \times 100$$

$$SE = 30.5\%$$

Donde:

18.64 m² = área real excavada en el perfil P-01.

14.28 m² = área proyectada de la sección de la Rampa 898.

4.36 m² = diferencia entre el área real excavada y el área proyectada.

30.5 % = porcentaje de sobreexcavación obtenido en el perfil P-01.

Cálculo del perfil P-02

$$SE(\%) = \frac{18.71 - 14.28}{14.28} \times 100$$

$$SE(\%) = \frac{4.43}{14.28} \times 100$$

$$SE = 31.0\%$$

Donde:

18.71 m² = área real excavada en el perfil P-02.

14.28 m² = área proyectada de la sección de la Rampa 898.

4.43 m² = diferencia entre el área real excavada y el área proyectada.

31.0 % = porcentaje de sobreexcavación obtenido en el perfil P-02.

De esta manera se calcula cada perfil hasta el 8, se adjunta la tabla de los 8 perfiles con resultados de las pruebas.

Tabla 10 Resultados del cálculo de sobreexcavación en los perfiles de línea base

Perfil	Avance por disparo (m)	Área proyectada Ap (m^2)	Área real excavada Ar (m^2)	Diferencia Ar − Ap (m^2)	Sobreexcavación (%)
P-01	3.2	14.28	18.64	4.36	30.5
P-02	3.2	14.28	18.71	4.43	31.0
P-03	3.3	14.28	18.68	4.40	30.8
P-04	3.1	14.28	18.92	4.64	32.5
P-05	3.1	14.28	18.79	4.51	31.6
P-06	3.1	14.28	18.78	4.50	31.5
P-07	3.2	14.28	18.59	4.31	30.2
P-08	3.1	14.28	18.94	4.66	32.6

***Nota*.** Los resultados corresponden a los perfiles P-01 a P-08 de la línea base. Todos los perfiles presentan sobreexcavación superior al 30 %, lo que evidencia una sobrerotura sistemática asociada al diseño original de perforación y voladura.

Análisis estadístico de los perfiles P-01 a P-08

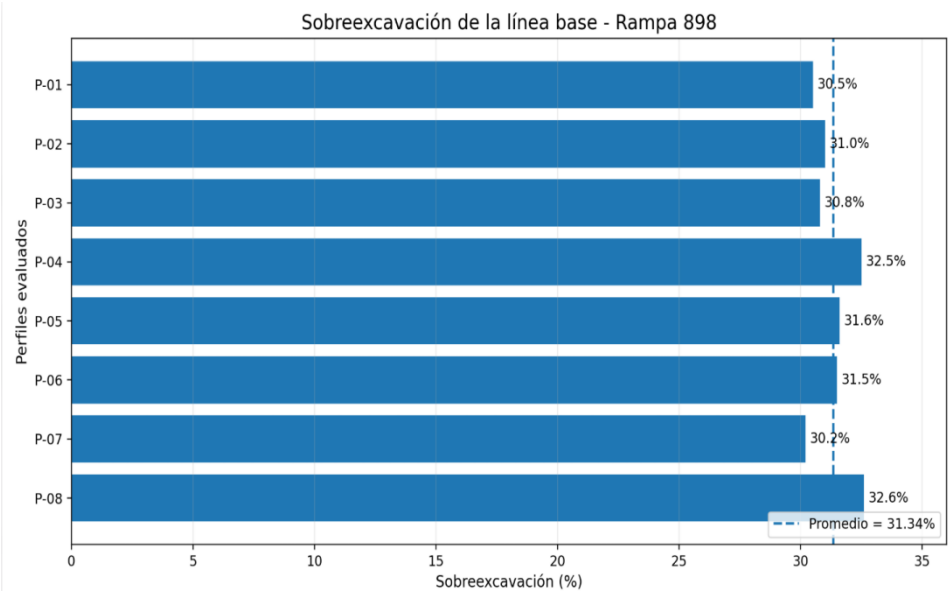
Para reforzar el diagnóstico técnico, se realizó un análisis estadístico descriptivo de los principales indicadores de la línea base. Se evaluaron el avance por disparo, el área real excavada, la diferencia de área y el porcentaje de sobreexcavación.

Tabla 11 Estadísticos descriptivos de la línea base de la malla original

Estadístico	Avance por disparo (m)	Área real excavada (m^2)	Diferencia de área (m^2)	Sobreexcavación (%)
Número de datos	8	8	8	8
Promedio	3.16	18.76	4.48	31.34
Mínimo	3.10	18.59	4.31	30.20
Máximo	3.30	18.94	4.66	32.60
Rango	0.20	0.35	0.35	2.40
Desviación estándar	0.07	0.13	0.13	0.88
Coeficiente de variación	2.35 %	0.67 %	2.83 %	2.81 %

Nota. Los estadísticos fueron calculados a partir de los perfiles P-01 a P-08 de la línea base. La sobreexcavación promedio calculada fue de 31.34 %, valor

concordante con el resumen y conclusiones del borrador, donde se reporta una sobreexcavación promedio aproximada de 31.3 %.



Nota. Elaboración propia con base en los perfiles P-01 a P-08 de la línea base. La línea discontinua representa la sobreexcavación promedio de 31.34 %.

El gráfico muestra que la sobreexcavación en la línea base se mantuvo en un rango de 30.2 % a 32.6 %, con un promedio de 31.34 %. El valor máximo se registró en el perfil P-08 (32.6 %) y el mínimo en el perfil P-07 (30.2 %). La baja variación entre perfiles evidencia un comportamiento homogéneo, pero técnicamente desfavorable, ya que confirma una sobrerotura sistemática en toda la sección evaluada. En consecuencia, estos resultados justifican el rediseño de la malla de perforación y voladura para mejorar el control geométrico de la excavación.

3.23. 3.7.2 Pruebas técnicas consideradas para el rediseño de la malla

El rediseño de la malla de perforación y voladura se sustentó en ocho pruebas técnicas. Estas pruebas permitieron pasar de un diagnóstico inicial de deficiencias a una propuesta de diseño verificable mediante resultados de campo. La finalidad de esta organización es demostrar que el diseño no se obtuvo únicamente mediante fórmulas, sino mediante una secuencia técnica de diagnóstico, cálculo, modelamiento y verificación.

Tabla 12 Pruebas técnicas consideradas para el rediseño de la malla de perforación y voladura.

N.°	Prueba técnica	Propósito	Resultado usado para el rediseño	Aplicación en la malla propuesta
1	Caracterización geomecánica de línea base	Determinar la calidad del macizo rocoso	RMR Clase III, roca regular	Diseño con control de energía
2	Evaluación de malla original	Identificar deficiencias en tiros y contorno	Sobrerotura en corona y hastiales	Rediseñar tiros de contorno
3	Modelamiento de malla original	Evaluar distribución de energía	Energía poco progresiva	Reordenar secuencia de salida
4	Control topográfico de línea base	Comparar área real y área proyectada	Área real entre 18.59 m² y 18.94 m²	Reducir excavación excedente
5	Cálculo de sobreexcavación	Cuantificar daño geométrico	Sobreexcavación de 30.2 % a 32.6 %	Mejorar corona, caja y zapateras
6	Caracterización geomecánica del tramo intervenido	Verificar condición comparable	RMR corregido entre 42 y 51	Atribuir mejora al diseño
7	Modelamiento de malla propuesta	Validar distribución de tiros y retardos	Salida progresiva desde el arranque	Confirmar diseño de cuadrantes
8	Control topográfico final	Verificar resultado real	Sobreexcavación	Validar diseño aplicado

La Tabla 3.7-4 evidencia que el diseño final se obtuvo mediante una ruta técnica verificable. Primero se identificó la condición del macizo rocoso; luego se diagnosticó la malla original; después se cuantificó la sobreexcavación y el avance; posteriormente se diseñó la nueva malla mediante Holmberg.

3.24. Parámetros de entrada para el diseño propuesto

Los parámetros de entrada constituyen la base del cálculo de la malla propuesta. Estos datos definen la geometría de la labor, las condiciones de perforación, el tipo de explosivo, el diámetro de alivio, el error de emboquille, la desviación angular y las condiciones geomecánicas del macizo rocoso. Su correcta definición es fundamental porque el método de Holmberg depende directamente de estos valores.

Tabla 13 Parámetros de entrada para el diseño propuesto de perforación y voladura

Parámetro	Símbolo	Valor	Unidad
Ancho de túnel	—	4.5	m
Altura de hastiales	—	4.5	m
Altura de arco	—	0.5	m
Diámetro de perforación	Dp	0.045	m
Diámetro de alivio	Da	0.13	m
Ángulo de vigía	ψ	3	grados
Desviación angular	α	0.01	m/m
Error de emboquille	E	0.02	M
Constante de roca	c	0.4	—
Factor de avance	—	0.95	—
Número de perforaciones de alivio	n	1	—
Explosivo	—	Emultex CN	—
Potencia relativa al ANFO	S	1.01	—
Diámetro del cartucho	dc	1 1/4”	Pulg
Largo del cartucho	Lc	8”	Pulg
RQD promedio	—	60	%
GSI promedio	—	46	—

Nota. Los parámetros corresponden a la Tabla N.° 08 del borrador, donde se registran las dimensiones de la labor, diámetro de perforación, diámetro de alivio, error de emboquille, constante de roca, factor de avance, explosivo Emultex CN, RQD y GSI promedio.

Estos parámetros permiten iniciar el cálculo del diseño. La sección de 4.5 m de ancho y 4.5 m de altura exige una malla que libere progresivamente el frente desde el arranque hacia el contorno. Asimismo, el diámetro de alivio de 0.13 m permite generar una cara libre inicial adecuada para el arranque, mientras que la desviación angular y el error de emboquille permiten corregir el burden práctico de diseño.

3.25. Cálculo de profundidad de taladros, avance efectivo y error de perforación

Antes de calcular los cuadrantes, zapateras, corona, hastiales y auxiliares, se determinó la profundidad de los tiros, el avance efectivo esperado y el error total de perforación. Estos valores son fundamentales porque condicionan el diseño geométrico de la malla y permiten verificar si el avance esperado es coherente con los resultados obtenidos en campo.

La profundidad de los taladros se calculó con la siguiente expresión:

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

Donde:

H = profundidad del taladro, expresada en metros.

Da = diámetro del taladro de alivio, expresado en metros.

0.15, 34.1 y 39.4 = coeficientes empíricos empleados para estimar la profundidad de perforación en función del diámetro de alivio.

Reemplazando:

$$H = 0.15 + (34.1(0.13) - 39.4(0.13)^2)$$

$$H = 0.15 + (4.433 - 0.6659)$$

$$H = 3.917\backslash, m$$

Donde:

0.13 m = diámetro del taladro de alivio considerado en el diseño.

4.433 = resultado de multiplicar 34.1 por 0.13.

0.6659 = resultado de multiplicar 39.4 por el cuadrado de 0.13.

3.917 m = profundidad calculada del taladro.

El avance efectivo se calculó considerando un factor de avance de 0.95:

$$A = 0.95H$$

Donde:

A = avance efectivo esperado por disparo.

H = profundidad del taladro.

0.95 = factor de avance considerado para estimar el avance efectivo respecto a la profundidad perforada.

Reemplazando:

$$A = 0.95(3.917)$$

$$A = 3.721\backslash, m$$

Donde:

3.917 m = profundidad calculada del taladro.

0.95 = factor de avance.

3.721 m = avance efectivo teórico esperado con la malla propuesta.

El error de perforación se calculó mediante:

$$F = (\alpha H) + E$$

Donde:

F = error total de perforación.

α = desviación angular de la perforación.

H = profundidad del taladro.

E = error de emboquille o error inicial al iniciar la perforación.

Reemplazando:

$$F = (0.01)(3.917) + 0.02$$

$$F = 0.03917 + 0.02$$

$$F = 0.059\backslash, m$$

Donde:

0.01 m/m = desviación angular considerada en el diseño.

3.917 m = profundidad calculada del taladro.

0.02 m = error de emboquille.

0.059 m = error total de perforación.

Tabla 14 Resultados iniciales para el diseño de perforación

Parámetro calculado	Fórmula aplicada	Resultado
Profundidad de taladro	$H = 0.15 + (34.1Da - 39.4Da^2)$	3.917 m
Avance efectivo	$A = 0.95H$	3.721 m
Error de perforación	$F = (\alpha H) + E$	0.059 m

Nota. Los cálculos se realizaron con el diámetro de alivio de 0.13 m, factor de avance de 0.95, desviación angular de 0.01 m/m y error de emboquille de 0.02 m, parámetros registrados en la Tabla N.° 08 del borrador.

El avance efectivo calculado de 3.721 m es coherente con los resultados obtenidos en el Capítulo 4, donde la malla propuesta alcanzó avances entre 3.6 m,

con un promedio aproximado de 3.7 m. Esta correspondencia demuestra que el diseño calculado guarda relación directa con el desempeño real de la voladura.

3.26. Cálculo del arranque mediante el método de Holmberg

El arranque constituye la zona principal del diseño de perforación y voladura, debido a que permite generar la primera cara libre del frente de avance. En labores subterráneas, si el arranque no se diseña correctamente, los tiros posteriores trabajan con mayor confinamiento, disminuye el avance efectivo y se incrementa la posibilidad de tiros quedados, mala fragmentación y sobreexcavación.

En la Rampa 898 de la zona Sheyla se consideró un arranque con un taladro de alivio central de 0.13 m de diámetro y tiros cargados alrededor, organizados mediante cuadrantes. Esta configuración permite que la energía de los tiros iniciales se expanda hacia el taladro vacío, generando una abertura inicial que favorece la salida progresiva de la voladura.

Para este apartado se presentan los dos cálculos principales del arranque: el diámetro equivalente del taladro de alivio y el burden máximo del primer cuadrante. Estos parámetros constituyen la base geométrica inicial para definir la disposición del arranque.

3.27. Cálculo del diámetro equivalente del taladro de alivio

El diámetro equivalente permite representar el efecto del taladro de alivio dentro del arranque. Este valor es importante porque sirve como base para calcular el burden máximo del primer cuadrante.

La ecuación empleada fue:

$$D_e = D_{a\sqrt{n}}$$

Donde:

De = diámetro equivalente del taladro de alivio.

Da = diámetro del taladro de alivio.

n = número de taladros de alivio considerados en el arranque.

Reemplazando:

$$D_e = 0.13\sqrt{1}$$

$$D_e = 0.13\,m$$

Donde:

0.13 m = diámetro del taladro de alivio.

1 = número de taladros de alivio.

0.13 m = diámetro equivalente resultante.

El resultado indica que, al emplearse un solo taladro de alivio de 0.13 m, el diámetro equivalente del arranque es también 0.13 m. Este valor será utilizado para definir el burden máximo del primer cuadrante.

3.28. Cálculo del burden máximo del primer cuadrante

El burden máximo del primer cuadrante define la distancia límite entre el taladro cargado y el taladro de alivio. Este parámetro es crítico, porque un burden excesivo puede generar confinamiento y reducir la eficiencia del arranque; mientras que un burden muy reducido puede generar sobrerotura y mala distribución de la energía.

La ecuación empleada fue:

$$B_\{max\} = 1.7D_e$$

Donde:

Bmax = burden máximo del primer cuadrante.

De = diámetro equivalente del taladro de alivio.

1.7 = coeficiente de diseño empleado en el método de Holmberg para estimar el burden máximo inicial.

Reemplazando:

$$B_{max} = 1.7(0.13)$$

$$B_{max} = 0.221\,m$$

Donde:

0.13 m = diámetro equivalente del taladro de alivio.

1.7 = coeficiente de diseño.

0.221 m = burden máximo calculado para el primer cuadrante.

El burden máximo calculado fue de 0.221 m. Este valor representa la distancia teórica máxima que debe considerarse entre el taladro de alivio y los primeros tiros cargados del arranque. Su control es fundamental para asegurar la generación de la primera cara libre y permitir que los siguientes tiros trabajen con menor confinamiento.

Tabla 15 Cálculos principales del arranque mediante el método de Holmberg

Cálculo	Ecuación aplicada	Resultado	Interpretación técnica
Diámetro equivalente	$De = Da\sqrt{n}$	0.130 m	Representa el efecto del taladro de alivio en el arranque
Burden máximo	$Bmax = 1.7De$	0.221 m	Define la distancia máxima entre el alivio y los primeros tiros cargados

Nota. Los cálculos se realizaron considerando un taladro de alivio de 0.13 m de diámetro. Estos resultados constituyen la base geométrica inicial para el diseño del arranque de la malla propuesta.

Figura 3.7-2

Diseño geométrico del arranque y cuadrantes de la malla propuesta

3.29. Cálculo de zapateras, corona, hastiales y auxiliares

Luego de calcular el arranque, se procedió al diseño conceptual de las zonas de contorno y producción de la malla: zapateras, corona, hastiales o tiros de caja, auxiliares verticales y auxiliares horizontales. Estas zonas son fundamentales para controlar la geometría final de la rampa, reducir la sobreexcavación y obtener un perfil excavado más cercano a la sección proyectada.

3.30. Criterio de diseño de zapateras

Las zapateras corresponden a los tiros ubicados en la parte inferior de la sección. Su función es controlar el piso de la rampa, asegurar el arrastre del material fragmentado y evitar irregularidades en la base de la excavación. Un diseño deficiente de zapateras puede generar piso irregular, bancos residuales o sobreexcavación inferior.

Para el diseño de zapateras se consideraron los siguientes parámetros:

$$B_{z,p} = B_{z,max} - F$$

Donde:

Bz,p = burden práctico de zapatera.

Bz,max = burden máximo de zapatera.

F = error total de perforación.

El espaciamiento de zapateras puede expresarse como:

$$E_z = kB_{z,p}$$

Donde:

Ez = espaciamiento entre zapateras.

k = relación técnica entre espaciamiento y burden.

Bz,p = burden práctico de zapatera.

El número de tiros de zapatera se estima mediante:

$$N_z = \frac{A_t}{E_z} + 1$$

Donde:

At = ancho del túnel o ancho de la sección de la rampa.

4.5 m = ancho de diseño de la Rampa 898.

Tabla 16 Criterios de diseño para zapateras

Parámetro	Criterio técnico	Aplicación en la Rampa 898
Ubicación	Parte inferior de la sección	Control del piso de la rampa
Función	Arrastre y control inferior	Evitar piso irregular
Variable crítica	Burden práctico	Debe corregirse por error de perforación
Variable de control	Espaciamiento	Debe cubrir el ancho de 4.5 m
Riesgo si falla	Sobrerotura inferior o bancos residuales	Mayor limpieza y reproceso

Nota. Las zapateras forman parte de los cálculos específicos registrados en el ítem 3.7 del borrador, donde se indica que para esta zona se calculan burden máximo, burden práctico, número de tiros, espaciamiento y espaciamiento de esquinas.

3.31. Criterio de diseño de corona

La corona corresponde a los tiros ubicados en la parte superior de la sección. Su función es controlar el techo de la excavación y evitar sobrerotura en la parte alta de la rampa. Debido a que el macizo rocoso fue clasificado como roca regular, Clase III, esta zona requiere especial control de carga y espaciamiento.

Para la corona se consideran los siguientes parámetros:

$$B_{c,p} = B_{c,max} - F$$

Donde:

Bc,p = burden práctico de corona.

Bc,max = burden máximo de corona.

F = error total de perforación.

El número de tiros de corona se estima mediante:

$$N_c = \frac{L_c}{E_c} + 1$$

Donde:

Nc = número de tiros de corona.

Lc = longitud del tramo superior o longitud de corona.

Ec = espaciamiento entre tiros de corona.

1 = valor adicional considerado para cubrir los extremos del tramo superior.

Tabla 17 Criterios de diseño para tiros de corona

Parámetro	Criterio técnico	Aplicación en la Rampa 898
Ubicación	Parte superior de la sección	Control del techo
Función	Limitar daño en corona	Reducir sobrerotura superior
Variable crítica	Espaciamiento	Debe evitar concentración de energía

Corrección	Error de perforación	Ajuste de burden práctico
Riesgo si falla	Sobreexcavación superior	Mayor sostenimiento y saneo

3.32. Criterio de diseño de hastiales o tiros de caja

Los tiros de caja se ubican en los laterales de la sección y tienen como finalidad controlar los hastiales de la rampa. Su diseño es importante porque la sobrerotura lateral incrementa el área real excavada y afecta la regularidad geométrica de la labor.

Para los tiros de caja se consideran:

$$B_{h,p} = B_{h,max} - F$$

Donde:

Bh,p = burden práctico de hastial o tiro de caja.

Bh,max = burden máximo de hastial.

F = error total de perforación.

El número de tiros de caja se estima mediante:

$$N_h = \frac{H_{has}}{E_h} + 1$$

Donde:

Nh = número de tiros de caja o tiros de hastial.

Hhas = altura de hastiales.

Eh = espaciamiento entre tiros de caja.

1 = valor adicional considerado para cubrir los extremos del hastial.

Considerando:

$$H_{has} = 4.5\,m$$

Tabla 18 Criterios de diseño para tiros de caja o hastiales

Parámetro	Criterio técnico	Aplicación en la Rampa 898
Ubicación	Laterales de la sección	Control de hastiales
Función	Definir el ancho excavado	Reducir sobrerotura lateral
Altura considerada	4.5 m	Altura de hastiales
Variable crítica	Espaciamiento lateral	Debe evitar daño excesivo
Riesgo si falla	Mayor área real excavada	Incremento de sobreexcavación

3.33. Criterio de diseño de auxiliares verticales y horizontales

Los tiros auxiliares se ubican entre el arranque, los tiros de producción y los tiros de contorno. Su función es completar la fragmentación del frente y permitir una transición ordenada de la energía desde el centro hacia el perímetro. Los auxiliares verticales trabajan principalmente en la conexión entre la zona central y la corona/zapateras, mientras que los auxiliares horizontales trabajan en la transición hacia los hastiales.

Para los auxiliares se consideran:

$$B_{a,p} = B_{a,max} - F$$

Donde:

Ba,p = burden práctico auxiliar.

Ba,max = burden máximo auxiliar.

F = error total de perforación.

El espaciamiento auxiliar puede expresarse como:

$$E_a = kB_{a,p}$$

Donde:

Ea = espaciamiento entre tiros auxiliares.

k = relación técnica entre espaciamiento y burden.

Ba,p = burden práctico auxiliar.

Tabla 19 Criterios de diseño para tiros auxiliares

Tipo de auxiliar	Ubicación	Función técnica	Resultado esperado
Auxiliares verticales	Entre arranque, corona y piso	Completar rotura vertical	Mejor fragmentación
Auxiliares horizontales	Entre arranque y hastiales	Completar rotura lateral	Menor confinamiento
Auxiliares de producción	Zona interna	Uniformizar la energía	Mejor avance
Auxiliares de transición	Entre centro y contorno	Evitar interferencias	Voladura progresiva

Nota. El borrador considera auxiliares verticales y horizontales como parte del desarrollo de cálculos de la malla propuesta. Estos tiros permiten completar la rotura entre el arranque y los tiros de contorno.

3.34. Síntesis del diseño propuesto de perforación y voladura

Con base en el diagnóstico técnico, los parámetros de entrada y los cálculos desarrollados, se estableció una malla de perforación y voladura organizada por zonas funcionales. El diseño propuesto busca mejorar el avance efectivo, controlar la sobreexcavación y obtener un perfil excavado más uniforme.

Tabla 20 Síntesis funcional del diseño propuesto de perforación y voladura

Zona del diseño	Función dentro de la voladura	Criterio de diseño	Resultado esperado
Taladro de alivio	Generar espacio libre inicial	Diámetro de 0.13 m	Menor confinamiento
Arranque	Crear primera cara libre	Diámetro equivalente y burden máximo	Mejor salida inicial
Cuadrantes	Ampliar la abertura inicial	Salida progresiva	Mayor avance
Auxiliares	Completar fragmentación interna	Distribución intermedia	Rotura uniforme
Zapateras	Controlar piso	Espaciamiento inferior	Piso regular
Tiros de caja	Controlar hastiales	Espaciamiento lateral	Menor sobrerotura
Corona	Controlar techo	Carga y burden controlados	Menor daño superior
Retardos	Ordenar salida de tiros	Secuencia centro–contorno	Voladura progresiva

Nota. La síntesis se relaciona con las figuras del borrador donde se registran el resultado del diseño de cuadrantes, el diagrama geométrico de la malla propuesta,

la secuencia de retardos, los puntos de detonación, los contornos de tiempo y la distribución de energía explosiva.

La malla propuesta se fundamenta en el principio de salida progresiva. Primero trabajan los tiros de arranque, luego los cuadrantes y auxiliares, y finalmente los tiros de contorno: corona, caja y zapateras. Esta secuencia permite reducir el confinamiento y controlar la propagación de fracturas hacia el macizo rocoso circundante.

3.35. Implementación y control

3.36. Ejecución de la voladura

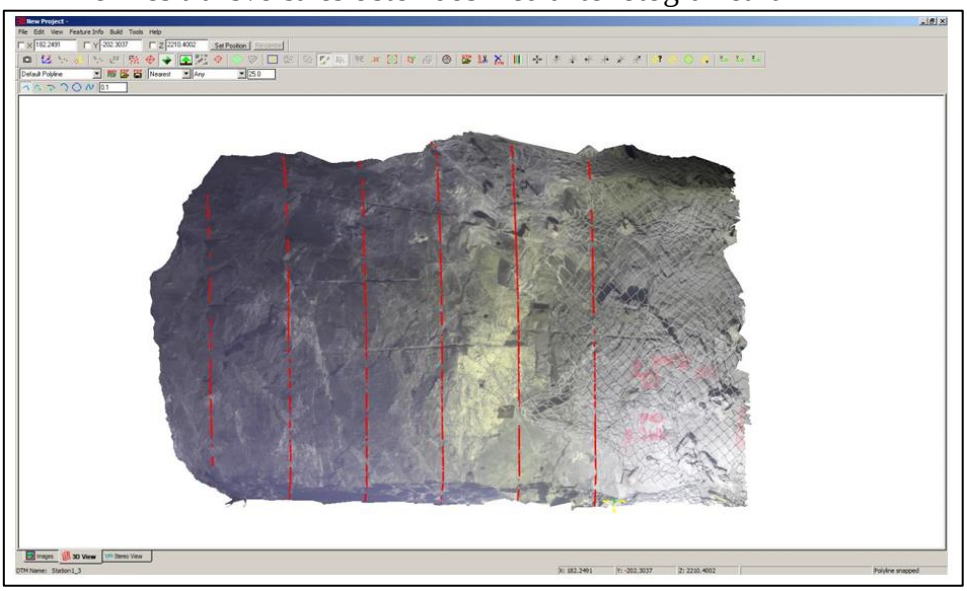
La implementación de la malla de perforación y voladura propuesta se realizó en la continuación de la rampa 898 de la zona Sheyla, siguiendo los procedimientos operativos estándar establecidos por la Unidad Minera San Cristóbal. La ejecución comprendió las etapas de perforación del frente, verificación de la geometría de los taladros, carga de explosivos, voladura, ventilación, desquinche y limpieza del frente, asegurando el cumplimiento de las condiciones de seguridad y operación vigentes.

Durante la perforación se respetó la disposición definida en el diagrama de perforación propuesto, garantizando la correcta ubicación, orientación y profundidad de los taladros, con especial atención a los taladros de alivio y de contorno, debido a su influencia directa en el avance y en el control geométrico de la excavación. La carga de explosivos se realizó de acuerdo con el esquema de disparo establecido, cuidando la correcta secuencia de detonación y la uniformidad de la distribución de la energía en el frente. Estas actividades permitieron aplicar el diseño propuesto en condiciones reales de operación, constituyendo la base para la posterior evaluación de su desempeño.

3.37. Control topográfico

El control topográfico del frente excavado se realizó con el objetivo de verificar el avance logrado y evaluar el control geométrico de la excavación, comparando el perfil real obtenido con el perfil teórico de diseño de la rampa, correspondiente a una sección de 4.5 m × 4.5 m. Para este fin, se empleó fotogrametría digital mediante el sistema ADAM, herramienta que permite generar modelos tridimensionales de alta resolución a partir de imágenes del frente excavado.

Perfiles transversales obtenidos mediante fotogrametría ADAM



La aplicación de la fotogrametría ADAM permitió obtener nubes de puntos y modelos 3D del frente después de cada ciclo de voladura y limpieza, facilitando la identificación precisa de zonas de sobreexcavación, subexcavación y irregularidades del contorno. Esta metodología proporciona una medición objetiva y repetible del perfil excavado, reduciendo la subjetividad asociada a métodos de control convencionales y fortaleciendo la confiabilidad del análisis geométrico de la labor.

3.38. Registro de datos

El registro de datos se efectuó de manera sistemática y estructurada, integrando información proveniente de las actividades de perforación y voladura, del control topográfico y de la fotogrametría digital. Para cada ciclo de voladura se registraron datos relacionados con el avance por disparo, la regularidad del frente, las condiciones del contorno excavado y observaciones operativas relevantes.

Asimismo, los modelos tridimensionales obtenidos mediante fotogrametría ADAM fueron almacenados y organizados como parte del registro técnico de la investigación, permitiendo su posterior procesamiento y análisis comparativo. Toda la información recopilada fue consolidada en bases de datos diseñadas para tal fin, constituyéndose en el insumo fundamental para la evaluación cuantitativa del desempeño de la malla de perforación propuesta y para el análisis comparativo con la línea base, desarrollado en el capítulo de Resultados y discusión.

CAPITULO 4: RESULTADOS Y DISCUCIÓN

4.1.Diagnóstico de la línea base (malla original)

El diagnóstico de la línea base se desarrolló con la finalidad de evaluar el comportamiento inicial de la malla original de perforación y voladura aplicada en la Rampa 898 de la zona Sheyla. Para ello, se analizaron las condiciones geomecánicas del tramo base, el modelamiento de la malla original y el control topográfico de los perfiles excavados.

La evaluación permitió identificar las principales deficiencias de la malla original, relacionadas con el avance efectivo por disparo, la distribución de energía explosiva, el control del contorno de excavación y los porcentajes de sobreexcavación. Los resultados de esta etapa constituyeron la base técnica para el rediseño de la malla mediante el método de Holmberg.

4.2.Diagnostico geomecánicos del tramo base

El diagnóstico geomecánico del tramo base permitió determinar la calidad del macizo rocoso donde se aplicó la malla original de perforación y voladura. Para ello, se evaluaron las estaciones P1 a P8, considerando parámetros de RMR, RQD, resistencia a la compresión simple, espaciamiento de discontinuidades, condiciones de discontinuidades, presencia de agua subterránea y orientación estructural respecto a la excavación.

Los resultados geomecánicos permitieron clasificar el macizo rocoso como roca de calidad regular, correspondiente a Clase III según el sistema RMR. Esta condición técnica fue considerada para evaluar el comportamiento de la voladura y determinar la necesidad de aplicar una malla con mejor control de energía y contorno.

La caracterización geomecánica del tramo correspondiente a la línea base de la rampa 898, zona Sheyla, se realizó a partir de la evaluación de ocho (8) estaciones geomecánicas, identificadas como P1 a P8. En cada estación se determinaron los parámetros requeridos para la clasificación del macizo rocoso mediante el sistema RMR, considerando el índice volumétrico de discontinuidades (Jv), el índice RQD, la resistencia a la compresión simple de la roca intacta, el espaciamiento entre discontinuidades, las condiciones de las discontinuidades (persistencia, apertura, rugosidad, relleno y grado de meteorización), así como las condiciones de agua subterránea y la orientación de las discontinuidades respecto a la excavación.

Tabla 21 Parámetros geomecánicas considerados para la clasificación del macizo rocoso en la rampa 898 (Línea Base)

Estaciones	indice volumetrico (Jv)	RQD	Resistencia a la Compresión Mpa	Espaciamiento entre Discontinuidad (cm)	Agua Subterránea	Orientación Discontinuidades
P1	21	45.7	70	20	mojado	regular
P2	16	62.2	75	40	humedo	regular
P3	18	55.6	73	15	humedo	regular
P4	10	82.0	69	4	mojado	favorable
P5	13	72.1	68	20	mojado	regular
P6	17	58.9	72	40	humedo	regular
P7	19	52.3	67	15	humedo	regular
P8	21	45.7	76	21	mojado	regular

Los valores de RQD obtenidos en las estaciones evaluadas oscilaron entre 45.7 % y 82.0 %, evidenciando una calidad de roca variable, con sectores moderadamente fracturados y otros con mejor grado de integridad estructural. La resistencia a la compresión simple de la roca intacta se mantuvo en un rango relativamente homogéneo, entre 67 MPa y 76 MPa, lo cual corresponde a una roca de resistencia media a alta. El espaciamiento entre discontinuidades presentó valores comprendidos entre 4 cm y 40 cm, reflejando una densidad de fracturamiento moderada, consistente con un macizo rocoso de comportamiento intermedio frente a la excavación subterránea.

Tabla 22 Condiciones de las discontinuidades evaluadas en el tramo intervenido de la rampa 898 (Línea Base)

Estaciones	CONDICIONES DE DISCONTINUIDADES				
	Persistencia (m)	Apertura (mm)	Rugosidad	Relleno	Meteorización
P1	0.5	2	ligeramente rugosa	Relleno duro 3mm	moderadamente
P2	2	3	lisa	Relleno blando 4mm	moderadamente
P3	15	3	rugosa	Relleno blando 3mm	ligeramente
P4	2	5	ligeramente rugosa	Relleno duro 6mm	ligeramente
P5	0.7	0.08	rugosa	Relleno duro 7mm	ligeramente
P6	8	3	lisa	Relleno blando 4mm	moderadamente
P7	15	3	rugosa	Relleno blando 3mm	ligeramente
P8	2	3	lisa	Relleno blando 3mm	moderadamente

En cuanto a las condiciones de las discontinuidades, se identificaron discontinuidades con persistencias variables, aperturas generalmente pequeñas y superficies predominantemente lisas a rugosas, con presencia de rellenos blandos y duros de espesores entre 3 mm y 7 mm, y grados de meteorización que varían de

ligero a moderado. Las condiciones de agua subterránea se clasificaron principalmente como húmedas y mojadas, mientras que la orientación de las discontinuidades fue mayoritariamente regular, con un caso favorable en la estación P4. Estas características influyen directamente en la estabilidad del macizo y en su respuesta frente al proceso de perforación y voladura.

Tabla 23 Resultados de RMR – Linea base

ESTACIONES	RMR BASICO	RMR CORREGIDO	DESCRIPCION	TIPO
P1	47	42	Regular	III
P2	50	45	Regular	III
P3	51	46	Regular	III
P4	51	46	Regular	III
P5	58	53	Regular	III
P6	48	43	Regular	III
P7	51	46	Regular	III
P8	47	42	Regular	III

A partir de la integración de estos parámetros se calcularon los valores de RMR básico, los cuales fluctuaron entre 47 y 58, y posteriormente se determinaron los valores de RMR corregido, que variaron entre 42 y 53. De acuerdo con la clasificación del sistema RMR, estos valores corresponden de manera consistente a un macizo rocoso de calidad Regular (Clase III) en todas las estaciones evaluadas. Esta clasificación implica un comportamiento geomecánico intermedio, caracterizado por una estabilidad moderada del macizo, tiempos de autosostenimiento limitados y una respuesta sensible al diseño de la excavación y a la distribución de la energía explosiva.

La homogeneidad de la clasificación Regular – Tipo III a lo largo del tramo base indica que las condiciones geomecánicas son relativamente uniformes en el área de estudio, lo cual permite utilizar este conjunto de estaciones como una línea base representativa para el análisis comparativo posterior. En consecuencia, los resultados obtenidos constituyen un soporte técnico fundamental para evaluar el desempeño del diseño original de la malla de perforación y voladura y para justificar la necesidad de una propuesta de rediseño orientada a mejorar el avance y el control geométrico de la rampa 898.

Los resultados geomecánicos del tramo base permitieron clasificar el macizo rocoso de la Rampa 898 como una roca de calidad regular, correspondiente a Clase III según el sistema RMR. Esta condición indica que el macizo presenta estabilidad

intermedia, con presencia de discontinuidades que pueden influir en el comportamiento de la excavación durante la perforación y voladura.

Desde el punto de vista técnico, una roca de calidad regular requiere un diseño de malla que controle adecuadamente la distribución de energía explosiva. Si la energía no se distribuye de forma progresiva, puede generarse daño adicional en el contorno de la labor, principalmente en zonas sensibles como la corona, hastiales y zapateras. Por ello, la calidad geomecánica identificada no solo sirve para describir el macizo rocoso, sino también para sustentar la necesidad de una voladura más controlada.

En consecuencia, el diagnóstico geomecánico del tramo base permitió establecer que la Rampa 898 se desarrolla en un macizo rocoso de calidad regular, condición que exige un diseño de perforación y voladura con mejor control de energía, secuencia de salida y distribución de tiros. Por esta razón, se planteó el rediseño de la malla mediante el método de Holmberg, considerando el arranque, cuadrantes, auxiliares, corona, tiros de caja y zapateras, con la finalidad de mejorar el avance y reducir la sobreexcavación.

4.3.Diagnóstico del modelamiento de la malla original

El diagnóstico del modelamiento de la malla original permitió evaluar la distribución geométrica de los tiros, la secuencia de iniciación y la distribución de energía explosiva en la sección transversal de la Rampa 898. Esta evaluación tuvo como finalidad identificar si la configuración inicial de perforación y voladura permitía una salida progresiva de la voladura desde el arranque hacia el contorno de la labor.

El análisis de la malla original evidenció que la distribución de tiros no favorecía un adecuado control del perfil excavado. Esta condición pudo generar concentración de energía en zonas sensibles de la sección, principalmente en la corona, hastiales y zapateras, incrementando la probabilidad de sobrerotura y pérdida de control geométrico.

La evaluación del modelamiento también permitió relacionar el comportamiento de la malla original con los resultados obtenidos en el control topográfico de la línea base. Los perfiles evaluados mostraron sobreexcavaciones entre 30.2 % y 32.6 %, lo cual evidencia que la energía explosiva no se concentraba

únicamente dentro de la sección proyectada, sino que se propagaba hacia zonas externas al contorno de diseño.

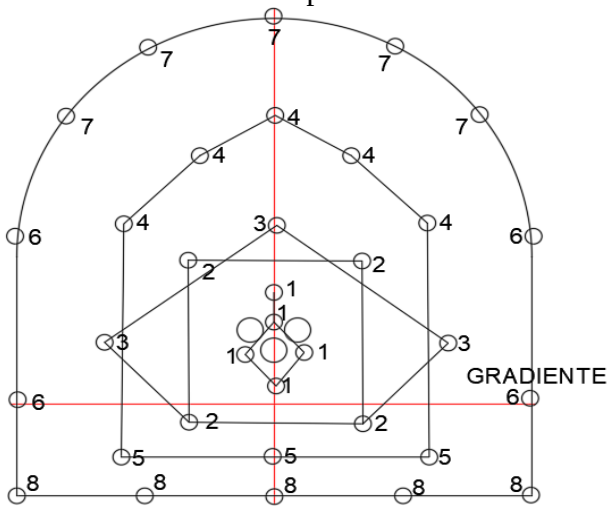
El modelamiento de la malla original permitió evaluar la distribución geométrica de los tiros, la secuencia de iniciación y la distribución de energía explosiva en la sección transversal de la Rampa 898. Esta evaluación se realizó con la finalidad de identificar si la configuración inicial de la malla permitía una liberación progresiva de energía desde el arranque hacia el contorno de la labor.

El análisis del modelamiento permitió observar que la malla original no presentaba una distribución óptima para el control del perfil excavado. Esta condición pudo generar concentración de energía en zonas sensibles de la sección, principalmente en corona, hastiales y zapateras, favoreciendo la sobrerotura y la pérdida de control geométrico observada posteriormente en los perfiles topográficos de línea base.

El análisis del desempeño de la malla de perforación original se realizó mediante su reconstrucción y simulación computacional, a partir de la información gráfica disponible del diagrama de perforación aplicado en la rampa 898 y de las observaciones realizadas en campo. La memoria de cálculo y los parámetros detallados del diseño original no fueron proporcionados por la unidad minera, debido a restricciones de confidencialidad operativa, situación habitual en operaciones mineras en producción. No obstante, la información disponible permitió efectuar un diagnóstico técnico confiable del comportamiento del diseño existente.

La distribución inicial de los puntos de perforación permitió evaluar la organización geométrica de la malla original y su relación con el comportamiento de la voladura. A partir de esta representación se identificaron las zonas funcionales de la sección, tales como arranque, tiros auxiliares, corona, hastiales y zapateras, lo cual permitió interpretar las posibles causas de la sobreexcavación registrada en la línea base.

Figura 6 : Distribución geométrica de la malla original de perforación y voladura en la Rampa 898

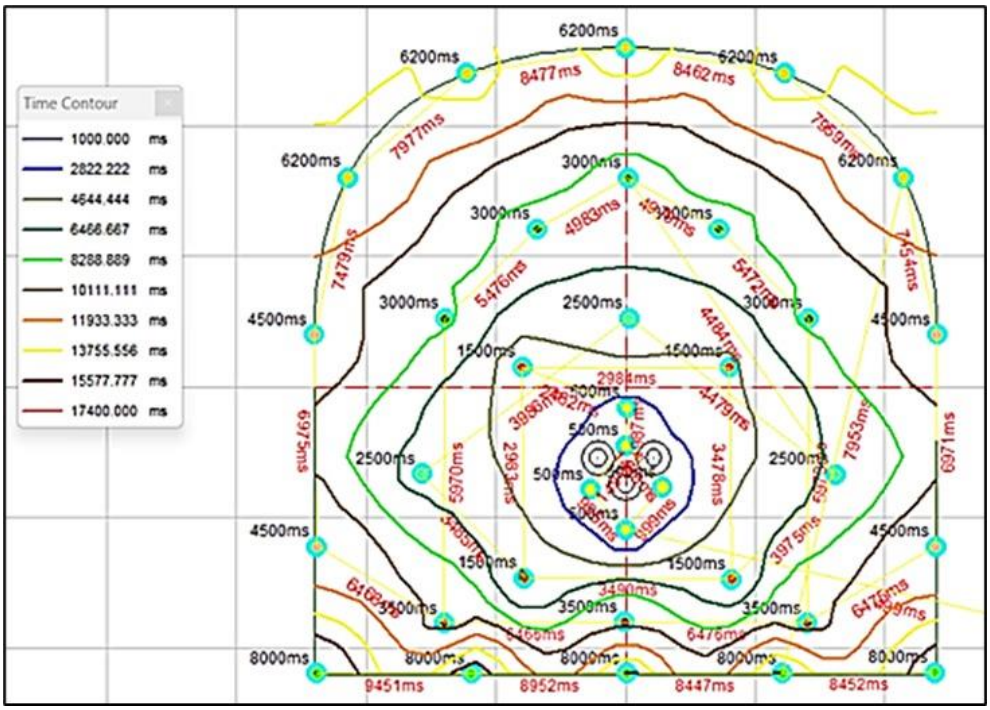


Nota. La figura muestra la distribución inicial de los puntos de perforación y la numeración de taladros en la sección transversal de la Rampa 898. Esta configuración corresponde al estado inicial de la malla original y fue utilizada para diagnosticar la distribución de tiros, la secuencia de salida y el control geométrico del contorno excavado.

El modelamiento se llevó a cabo utilizando el software especializado JKSimBlast, herramienta que permite analizar la distribución temporal de detonaciones, la propagación de la energía explosiva y su interacción con el contorno de la excavación. Para la simulación se consideró la geometría observable de la malla, la disposición del corte central, la ubicación de los taladros de producción y contorno, así como el esquema de retardos identificado en el diagrama original.

La asignación de retardos de la malla original permitió evaluar la secuencia de salida de los tiros durante la voladura. En una labor subterránea, la secuencia de iniciación debe permitir que el arranque genere la primera cara libre y que los tiros posteriores descarguen progresivamente hacia dicha abertura. Cuando esta secuencia no se encuentra adecuadamente organizada, se incrementa el confinamiento de los tiros y la energía puede propagarse hacia el contorno de la excavación.

Figura 7: Asignación de retardos y secuencia de iniciación



Nota. La figura muestra la asignación de retardos, los contornos de tiempo y la secuencia de iniciación correspondiente a la malla original de la Rampa 898. Esta representación permite evaluar el orden de salida de los tiros y su influencia en la liberación progresiva de energía durante la voladura

Los resultados del modelamiento evidencian una distribución no uniforme de la energía de detonación, con una marcada expansión de los contornos de tiempo hacia los límites de la sección excavada. En la simulación se observa que las zonas periféricas del contorno reciben una concentración significativa de energía, lo cual puede generar daño extendido al macizo rocoso más allá del perfil teórico de la rampa.

Por tanto, la Figura 9 permitió confirmar que la secuencia de iniciación de la malla original constituía un factor crítico en el control geométrico de la excavación. Esta condición fue considerada en el rediseño posterior, donde se propuso una secuencia de salida más progresiva, orientada desde el arranque hacia el contorno, con la finalidad de reducir el confinamiento de los tiros y controlar la sobrerotura.

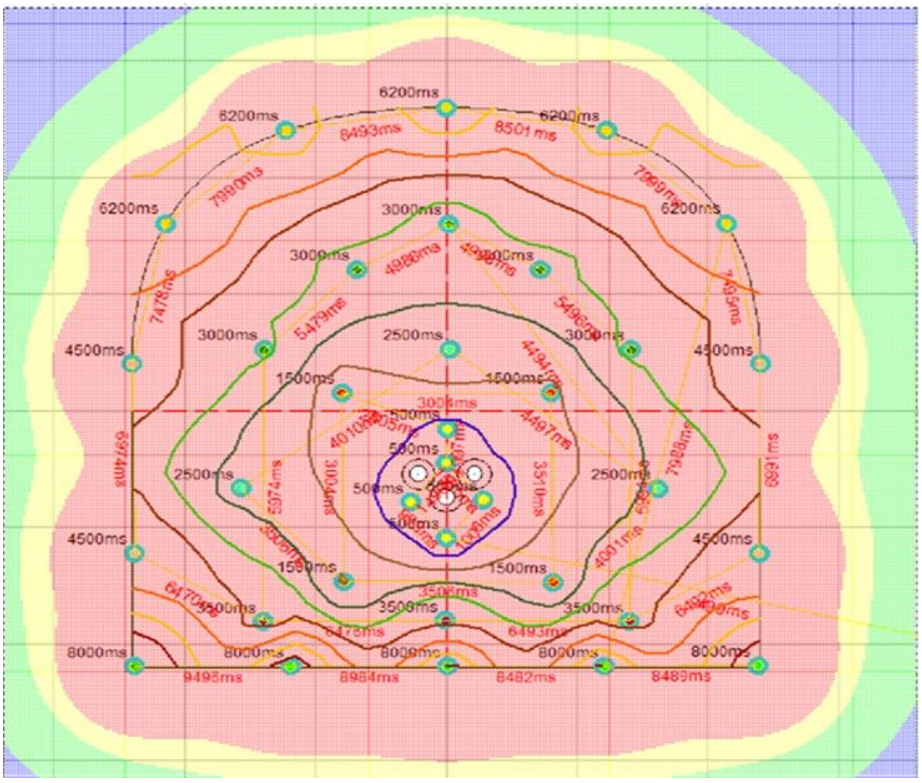
Este comportamiento se identifica principalmente en los hastiales y en la corona de la sección, donde las curvas de tiempo y energía se aproximan al contorno excavado. Esta condición evidencia que la secuencia de iniciación de la malla original

no favorecía una salida completamente controlada desde el arranque hacia el perímetro. En consecuencia, el modelamiento permitió relacionar la configuración inicial de retardos con la sobreexcavación registrada en la línea base..

Interpretación de la distribución de energía explosiva: La distribución de energía explosiva permitió evaluar la forma en que la energía de detonación se propagaba dentro de la sección transversal de la Rampa 898. En el modelamiento de la malla original se observó que la energía no se concentraba únicamente en la zona interna de rotura, sino que alcanzaba sectores próximos al contorno de diseño, principalmente en corona, hastiales y zapateras.

Esta condición resulta desfavorable para el control geométrico de la excavación, debido a que una concentración excesiva de energía en el perímetro puede generar fracturamiento adicional, desprendimientos locales y excavación fuera de la sección proyectada. Por ello, la distribución de energía obtenida en la línea base se relaciona directamente con los valores de sobreexcavación registrados en los perfiles evaluados.

Figura 8: Distribución espacial de la energía explosiva de la malla original en la Rampa 898



Nota. La figura muestra la distribución espacial de la energía explosiva generada por la malla original en la sección transversal de la Rampa 898. La representación permite identificar la propagación de la energía hacia zonas internas y periféricas de la excavación, así como su posible influencia en la sobreexcavación registrada en la línea base.

El análisis de la Figura 10 evidencia que la malla original no presentaba un control adecuado de la energía hacia el contorno de excavación. La propagación de energía hacia las zonas periféricas pudo afectar la corona, los hastiales y las zapateras, incrementando el daño inducido al macizo rocoso y favoreciendo la excavación fuera del perfil teórico de la rampa.

Asimismo, el patrón de retardos mostrado en la simulación sugiere una liberación de energía poco progresiva, con superposición de efectos de detonación entre taladros de producción y contorno. Esta condición favorece la propagación de fracturas hacia zonas no deseadas del macizo rocoso, especialmente en un macizo clasificado como RMR Clase III, caracterizado por una estabilidad intermedia y una respuesta sensible a la voladura.

En este contexto, la falta de un control adecuado de la secuencia de disparo y de la distribución de energía contribuye directamente a la generación de irregularidades geométricas y sobreexcavación. Por ello, el modelamiento de la malla original constituye una evidencia técnica para sustentar el rediseño mediante el método de Holmberg.

En síntesis, el diagnóstico del modelamiento de la malla original permitió establecer que la distribución de tiros, la secuencia de salida y la distribución de energía no favorecían un adecuado control del contorno de la Rampa 898. Esta condición técnica explica los valores elevados de sobreexcavación registrados posteriormente en el control topográfico de la línea base.

Por ello, se consideró necesario rediseñar la malla de perforación y voladura mediante el método de Holmberg, orientando la salida de la voladura desde el arranque hacia el contorno de la excavación. El rediseño debía considerar una mejor organización del arranque, cuadrantes, auxiliares, corona, tiros de caja y zapateras, con el objetivo de mejorar el avance efectivo y reducir la sobreexcavación.

4.4.Diagnóstico del control topográfico de la línea base

El diagnóstico topográfico de la línea base se realizó con el propósito de evaluar el control geométrico de la excavación generada por la malla original de perforación y voladura en la Rampa 898. Para ello, se analizaron ocho perfiles transversales, identificados como P-01 a P-08, distribuidos a lo largo del tramo evaluado.

En cada perfil se comparó el área real excavada con el área proyectada de diseño, correspondiente a 14.28 m². Esta comparación permitió cuantificar la diferencia de área excavada y determinar el porcentaje de sobreexcavación generado por la malla original. De esta manera, el control topográfico permitió diagnosticar si la geometría de excavación obtenida en campo se ajustaba al diseño proyectado de la rampa.

Tabla 24 Diagnóstico topográfico de sobreexcavación en la línea base

RAMPA	PERFIL	METRO	Área Real Excavada (m2)	Área sección Proyectada (m2)	Sección Proyectada (%)	Dif. Real Excavada (m2)	Sobre excavación (%)
RAMPA 898	P-01	3.2	18.64	14.28	100%	4.36	30.5%
	P-02	3.2	18.71	14.28	100%	4.43	31.0%
	P-03	3.3	18.68	14.28	100%	4.40	30.8%
	P-04	3.1	18.92	14.28	100%	4.64	32.5%
	P-05	3.1	18.79	14.28	100%	4.51	31.6%
	P-06	3.1	18.78	14.28	100%	4.50	31.5%
	P-07	3.2	18.59	14.28	100%	4.31	30.2%
	P-08	3.1	18.94	14.28	100%	4.66	32.6%

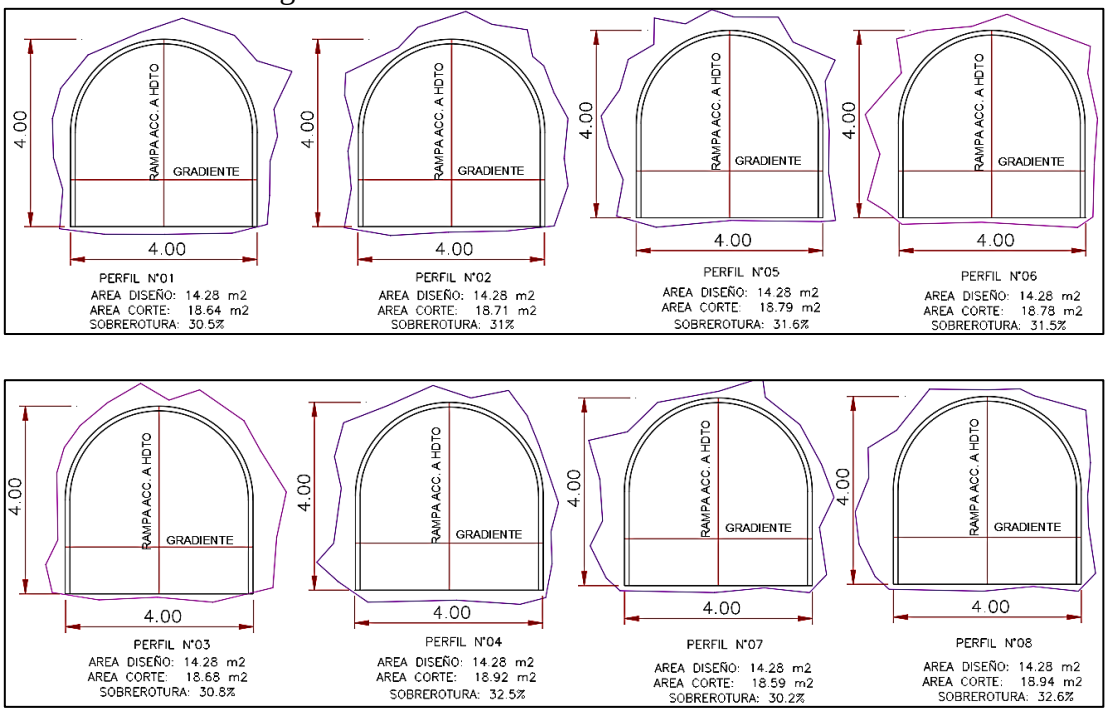
Nota. La tabla presenta los resultados del control topográfico realizado en los perfiles P-01 a P-08 de la Rampa 898. Se compara el área real excavada con el área proyectada de diseño, permitiendo cuantificar la diferencia de área y el porcentaje de sobreexcavación generado por la malla original.

Los resultados obtenidos muestran que el área real excavada en los perfiles analizados varió entre 18.59 m² y 18.94 m², valores superiores al área proyectada de diseño de 14.28 m². Esta diferencia evidencia que la malla original generó una excavación mayor a la sección teórica de la Rampa 898.

La sobreexcavación registrada se ubicó entre 30.2 % y 32.6 %, lo que demuestra un comportamiento sistemático de sobrerotura a lo largo del tramo evaluado. En términos absolutos, la diferencia entre el área real excavada y el área proyectada osciló entre 4.31 m² y 4.66 m², representando un incremento considerable del volumen excavado por metro de avance.

Desde el punto de vista técnico, estos resultados evidencian una pérdida de control geométrico del contorno excavado. La sobreexcavación superior al 30 % en todos los perfiles indica que la malla original no controlaba adecuadamente la corona, los hastiales y las zapateras. Por ello, el diagnóstico topográfico confirma la necesidad de rediseñar la malla de perforación y voladura mediante el método de Holmberg.

Figura 9: Perfiles de Estaciones de Línea Base



El análisis individual de los perfiles indica que los mayores porcentajes de sobreexcavación se registran en los perfiles P-04 y P-08, con valores de 32.5 % y 32.6 %, respectivamente, mientras que los valores más bajos, aunque aún elevados, corresponden a los perfiles P-07 (30.2 %) y P-01 (30.5 %). Esta variabilidad, si bien moderada, refleja una falta de control uniforme del contorno, asociada a la distribución de energía del diseño de voladura empleado en la línea base.

Tabla 25 Resumen estadístico del diagnóstico topográfico de la línea base

Indicador	Valor mínimo	Valor máximo	Promedio	Interpretación técnica
Avance por disparo	3.10 m	3.30 m	3.16 m	Avance limitado y poco optimizado
Área real excavada	18.59 m²	18.94 m²	18.76 m²	Área superior a la sección proyectada
Área proyectada	14.28 m²	14.28 m²	14.28 m²	Sección teórica constante
Diferencia de área	4.31 m²	4.66 m²	4.48 m²	Exceso de excavación sistemático
Sobreexcavación	30.20 %	32.60 %	31.34 %	Sobrerotura elevada y recurrente

Nota. Elaboración propia con base en los perfiles topográficos P-01 a P-08 de la línea base. El promedio de sobreexcavación obtenido fue de 31.34 %, lo que evidencia una pérdida de control geométrico en la excavación generada por la malla original.

El resumen estadístico confirma que la sobreexcavación no corresponde a un caso aislado, sino a un comportamiento recurrente de la malla original. El valor mínimo de sobreexcavación fue de 30.20 %, mientras que el valor máximo alcanzó 32.60 %, con un promedio de 31.34 %. La baja variación entre perfiles indica que el problema se presentó de manera uniforme en el tramo evaluado.

Este comportamiento permite interpretar que la deficiencia no se debió únicamente a una mala ejecución puntual de una voladura, sino a una condición propia del diseño original de la malla. Por tanto, el control topográfico de la línea base constituye una evidencia directa para sustentar el rediseño de la geometría de perforación y voladura.

Los resultados del control topográfico confirman que, pese a que la sección proyectada se cumple en términos de trazo general, el diseño original de la malla de perforación genera una excavación excesiva más allá del perfil teórico, afectando negativamente el control geométrico de la rampa. Esta condición implica un mayor consumo de recursos, incremento del volumen de material removido y potenciales impactos en la estabilidad del macizo rocoso circundante, especialmente en un macizo clasificado como RMR Clase III.

En conjunto, los resultados obtenidos mediante el control topográfico de la línea base son coherentes con lo evidenciado en el modelamiento computacional de la malla original, validando de manera objetiva la existencia de sobreexcavación significativa en el tramo evaluado. Estas evidencias constituyen un sustento técnico

sólido para la formulación y evaluación de la propuesta de rediseño del diagrama de perforación y voladura, orientada a mejorar el control del contorno y reducir los porcentajes de sobreexcavación en la rampa 898.

4.5.Resultados con la malla de perforación propuesta

El presente apartado desarrolla los resultados obtenidos con la aplicación de la malla de perforación propuesta en la Rampa 898. Esta etapa comprende la caracterización geomecánica del tramo intervenido, el modelamiento de la malla diseñada mediante el método de Holmberg y el control topográfico posterior a su aplicación.

La finalidad de este apartado es evidenciar que la propuesta de rediseño no solo se sustentó en cálculos teóricos, sino también en resultados obtenidos en campo. Para ello, se comparan las condiciones de la línea base con los resultados del tramo intervenido, considerando indicadores como avance por disparo, área excavada, sobreexcavación y control geométrico del contorno.

4.6.Caracterización geomecánica del tramo intervenido

La caracterización geomecánica del tramo intervenido se realizó con la finalidad de verificar las condiciones del macizo rocoso donde se aplicó la malla de perforación propuesta. Esta evaluación permitió determinar si las condiciones geomecánicas del tramo intervenido eran comparables con las condiciones de la línea base, de modo que las mejoras obtenidas puedan asociarse principalmente al rediseño de la malla de perforación y voladura.

Para ello, se evaluaron ocho estaciones geomecánicas posteriores a la línea base, considerando parámetros como RMR, RQD, resistencia a la compresión simple, espaciamiento de discontinuidades, condición de discontinuidades, presencia de agua subterránea y orientación estructural respecto a la excavación. Esta información permitió clasificar el macizo rocoso y verificar la aplicabilidad del diseño propuesto mediante el método de Holmberg.

En cada estación se registraron los parámetros geomecánicos fundamentales para la clasificación RMR, incluyendo el índice volumétrico de discontinuidades (Jv), el RQD, la resistencia a la compresión simple de la roca intacta, el espaciamiento entre discontinuidades, así como las condiciones de las discontinuidades (persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno y grado de meteorización).

Adicionalmente, se consideraron las condiciones de agua subterránea y la orientación de las discontinuidades respecto a la excavación, de acuerdo con los criterios establecidos por el sistema RMR.

Tabla 26 Parámetros geomecánicas considerados para la clasificación del macizo rocoso en la rampa 898 (Intervención)

Estaciones	indice volumetrico (Jv)	RQD	Resistencia a la Compresión Mpa	Espaciamiento entre Discontinuidad (cm)	Agua Subterránea	Orientación Discontinuidades
P9	19	52.3	80	30	mojado	regular
P10	17	58.9	90	30	mojado	regular
P11	20	49.0	75	40	humedo	regular
P12	16	62.2	80	15	humedo	regular
P13	16	62.2	70	20	humedo	regular
P14	18	55.6	75	30	humedo	regular
P15	20	49.0	70	20	humedo	regular
P16	22	42.4	60	30	mojado	regular

Los resultados geomecánicos del tramo intervenido muestran que el macizo rocoso mantiene una condición de calidad regular, correspondiente a Clase III según el sistema RMR. Esta condición permite establecer que el tramo donde se aplicó la malla propuesta presenta características geomecánicas comparables con las registradas en la línea base.

Esta similitud resulta importante porque permite atribuir las mejoras obtenidas principalmente al rediseño de la malla de perforación y voladura, y no a una variación significativa de la calidad del macizo rocoso. En ese sentido, la aplicación de la malla Holmberg se desarrolló bajo condiciones geomecánicas similares, permitiendo evaluar de forma objetiva su influencia sobre el avance y la reducción de la sobreexcavación.

Tabla 27 Condiciones de las discontinuidades evaluadas en el tramo intervenido de la rampa 898 (Intervención)

Estaciones	CONDICIONES DE DISCONTINUIDADES				
	Persistencia (m)	Apertura (mm)	Rugosidad	Relleno	Meteorización
P9	3	4	rugosa	Relleno duro 4mm	ligeramente
P10	2	4	lisa	Relleno blando 4mm	moderadamente
P11	3	6	rugosa	Relleno blando 6mm	moderadamente
P12	2	5	lisa	Relleno duro 4mm	moderadamente
P13	4	7	rugosa	Relleno duro 7mm	ligeramente
P14	4	7	rugosa	Relleno blando 7mm	ligeramente
P15	4	4	ligeramente rugosa	Relleno blando 3mm	ligeramente
P16	3	4	ligeramente rugosa	Relleno blando 4mm	ligeramente

La Tabla N.° 14 muestra las condiciones de las discontinuidades evaluadas en el tramo intervenido de la Rampa 898. Los parámetros considerados fueron persistencia, apertura, rugosidad, relleno y meteorización, los cuales permiten caracterizar el comportamiento estructural del macizo rocoso frente al proceso de perforación y voladura.

Los resultados obtenidos muestran que los valores de RMR básico en el tramo intervenido varían entre 47 y 56, mientras que los valores de RMR corregido se sitúan en un rango comprendido entre 42 y 51. De acuerdo con la clasificación del macizo rocoso basada en el sistema RMR, estos valores corresponden de manera consistente a un macizo rocoso de calidad regular, Clase III, en todas las estaciones evaluadas.

Esta clasificación es concordante con la obtenida en el tramo base, lo que indica que las condiciones geomecánicas del macizo rocoso se mantienen relativamente homogéneas a lo largo de la Rampa 898. Por tanto, los cambios observados posteriormente en el avance por disparo y en la reducción de la sobreexcavación pueden relacionarse principalmente con la aplicación de la malla propuesta y no con una mejora natural de la calidad de roca..

Tabla 28 Resultados de clasificación RMR del tramo intervenido

ESTACIONES	RMR BASICO	RMR CORREGIDO	DESCRIPCION	TIPO
P9	56	51	Regular	III
P10	47	42	Regular	III
P11	48	43	Regular	III
P12	49	44	Regular	III
P13	52	47	Regular	III
P14	53	48	Regular	III
P15	50	45	Regular	III
P16	51	46	Regular	III

Nota. La tabla presenta los valores de RMR básico y RMR corregido obtenidos en las estaciones P9 a P16 del tramo intervenido de la Rampa 898. Los resultados clasifican el macizo rocoso como roca regular, correspondiente a Clase III según el sistema RMR

El análisis de la Tabla N.° 15 permite verificar que todas las estaciones evaluadas en el tramo intervenido presentan una clasificación geomecánica regular, Clase III. Los valores de RMR corregido se encuentran entre 42 y 51, lo cual evidencia que el tramo intervenido mantiene condiciones de estabilidad intermedia.

Esta condición resulta importante para la interpretación de los resultados, debido a que permite comparar la línea base y el tramo intervenido bajo condiciones geomecánicas similares. En consecuencia, la mejora observada posteriormente en el control geométrico de la excavación se atribuye principalmente al rediseño de la malla de perforación y voladura mediante el método de Holmberg.

La similitud en la clasificación geomecánica entre el tramo base y el tramo intervenido resulta relevante desde el punto de vista comparativo, debido a que permite evaluar el efecto del diseño de malla como variable principal de análisis. Al mantenerse una condición geomecánica regular en ambos tramos, los cambios en avance, sobreexcavación y control geométrico pueden relacionarse con la geometría de la malla propuesta, la distribución de tiros y la secuencia de salida.

En ese sentido, la caracterización geomecánica del tramo intervenido confirma que la aplicación de la malla propuesta se realizó en condiciones comparables con la línea base. Esto permite sustentar técnicamente que la reducción de la sobreexcavación y la mejora del avance no se deben a una variación favorable del macizo rocoso, sino al rediseño del esquema de perforación y voladura.

4.7. Diagnóstico técnico, geometría Holmberg y modelamiento de la malla propuesta

El presente apartado integra el diagnóstico técnico de la línea base, la geometría de la malla diseñada mediante el método de Holmberg y el modelamiento de la propuesta aplicada en la Rampa 898 de la zona Sheyla. La finalidad de este análisis es mostrar que el diseño propuesto no se desarrolló de manera aislada, sino como respuesta técnica a las deficiencias identificadas en la malla original.

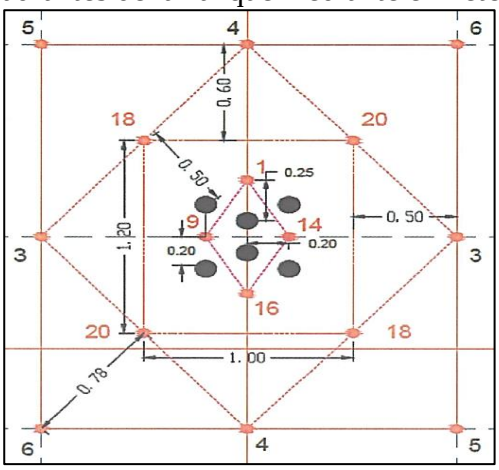
El diagnóstico de la línea base evidenció avances por disparo entre 3.1 m y 3.3 m, así como valores de sobreexcavación entre 30.2 % y 32.6 %. Estos resultados indicaron deficiencias en el control geométrico de la excavación, principalmente en zonas de corona, hastiales y zapateras.

Con base en estos resultados, se diseñó una nueva geometría de malla mediante el método de Holmberg. La propuesta organizó la sección en zonas funcionales de voladura: arranque central, cuadrantes, tiros auxiliares, corona, tiros de caja y zapateras. Esta distribución permitió orientar la salida de la voladura desde el centro hacia el contorno, reduciendo el confinamiento de los tiros y mejorando el control de la energía explosiva.

El modelamiento de la malla propuesta permitió verificar la distribución geométrica de los tiros, la secuencia de retardos, los puntos de detonación, los contornos de tiempo y la distribución de energía explosiva. Estos elementos permitieron evaluar la respuesta esperada de la voladura antes de su aplicación en campo.

El diseño de cuadrantes constituye la base del arranque mediante el método de Holmberg. Su función es generar una primera cara libre eficiente, permitiendo que los tiros posteriores trabajen con menor confinamiento. En la malla propuesta, el arranque se diseñó alrededor del taladro de alivio, permitiendo una apertura progresiva desde el centro de la sección hacia las zonas auxiliares y de contorno.

Figura 10: Diseño de cuadrantes del arranque mediante el método de Holmberg



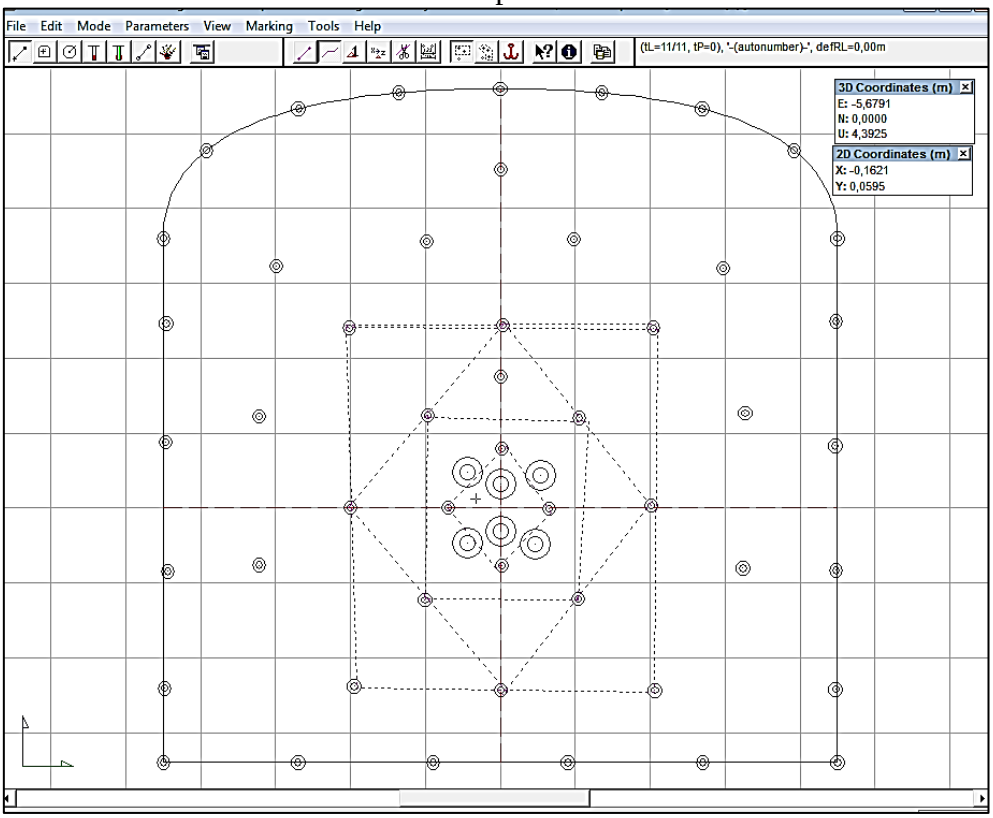
Nota. La figura muestra el diseño de cuadrantes del arranque propuesto para la Rampa 898. Esta geometría permite generar una cara libre inicial y orientar la salida de la voladura desde el centro hacia el contorno de la excavación.

El diseño de cuadrantes permite organizar la primera etapa de la voladura, asegurando que la energía inicial se libere hacia el taladro de alivio y genere una abertura progresiva. Esta condición es fundamental en labores subterráneas, debido a que el arranque controla la eficiencia de salida de los tiros posteriores.

En comparación con la malla original, la propuesta mediante Holmberg mejora la organización del arranque y reduce el confinamiento inicial. Esto permite mejorar el avance efectivo por disparo y disminuir la transferencia de energía no controlada hacia el contorno de la sección.

La geometría general de la malla propuesta se presenta en la Figura. En ella se observa la organización de los tiros de perforación según su función dentro de la voladura. La sección incorpora tiros de arranque, cuadrantes, auxiliares, corona, tiros de caja y zapateras, permitiendo una salida ordenada desde el centro hacia el perímetro.

Figura 11: Geometría de la malla de perforación propuesta mediante Holmberg para la Rampa 898.



Nota. La figura muestra la geometría de la malla propuesta para la Rampa 898, diseñada mediante el método de Holmberg. Se identifican zonas funcionales de arranque, cuadrantes, tiros auxiliares, corona, tiros de caja y zapateras.

La Figura N.° 12 evidencia que la malla propuesta presenta una organización geométrica más definida que la malla original. El arranque central permite generar la primera cara libre; los cuadrantes y auxiliares permiten ampliar la rotura hacia el interior de la sección; mientras que la corona, tiros de caja y zapateras permiten controlar el contorno de excavación.

Esta configuración responde directamente al diagnóstico de la línea base, donde se identificó una sobreexcavación elevada y pérdida de control geométrico.

Por ello, la geometría propuesta fue orientada a reducir la sobrerotura en corona y hastiales, mejorar el control del piso mediante zapateras y obtener una sección excavada más próxima al diseño proyectado.

El comportamiento de la malla de perforación propuesta fue evaluado mediante modelamiento y simulación computacional, utilizando el software JKSimBlast, con la finalidad de analizar la distribución espacial y temporal de la energía explosiva, así como su interacción con el contorno proyectado de la excavación. A diferencia de la malla utilizada en la línea base, el diseño propuesto fue desarrollado específicamente para las condiciones geométricas de la rampa 898 y para un macizo rocoso clasificado como RMR Clase III, lo que permitió una optimización del patrón de perforación y de la secuencia de disparo.

Las imágenes correspondientes al diagrama geométrico de la malla propuesta evidencian una disposición simétrica y balanceada de los taladros, con un corte central claramente definido, taladros de producción distribuidos de manera progresiva y una adecuada alineación de los taladros de contorno respecto al perfil teórico de la sección. Esta configuración favorece una liberación controlada del frente, condición fundamental para reducir el daño inducido al macizo rocoso circundante.

Tabla 29 Relación entre diagnóstico de línea base y geometría de la malla Holmberg propuesta

Problema identificado en línea base	Elemento de la malla propuesta	Función técnica	Resultado esperado
Avance limitado de 3.1 m a 3.3 m	Arranque central y cuadrantes	Generar cara libre y salida progresiva	Incrementar avance por disparo
Sobreexcavación de 30.2 % a 32.6 %	Corona, tiros de caja y zapateras	Controlar techo, hastiales y piso	Reducir sobrerotura
Pérdida de control del contorno	Tiros de contorno	Definir el perfil final de excavación	Mejorar control geométrico
Fragmentación no uniforme	Tiros auxiliares	Completar rotura interna	Mejorar distribución de energía
Posible interferencia energética	Secuencia de retardos	Ordenar la salida de los tiros	Reducir confinamiento y daño al contorno
Exceso de área excavada	Geometría Holmberg completa	Distribuir tiros según zonas funcionales	Aproximar la sección real a la proyectada

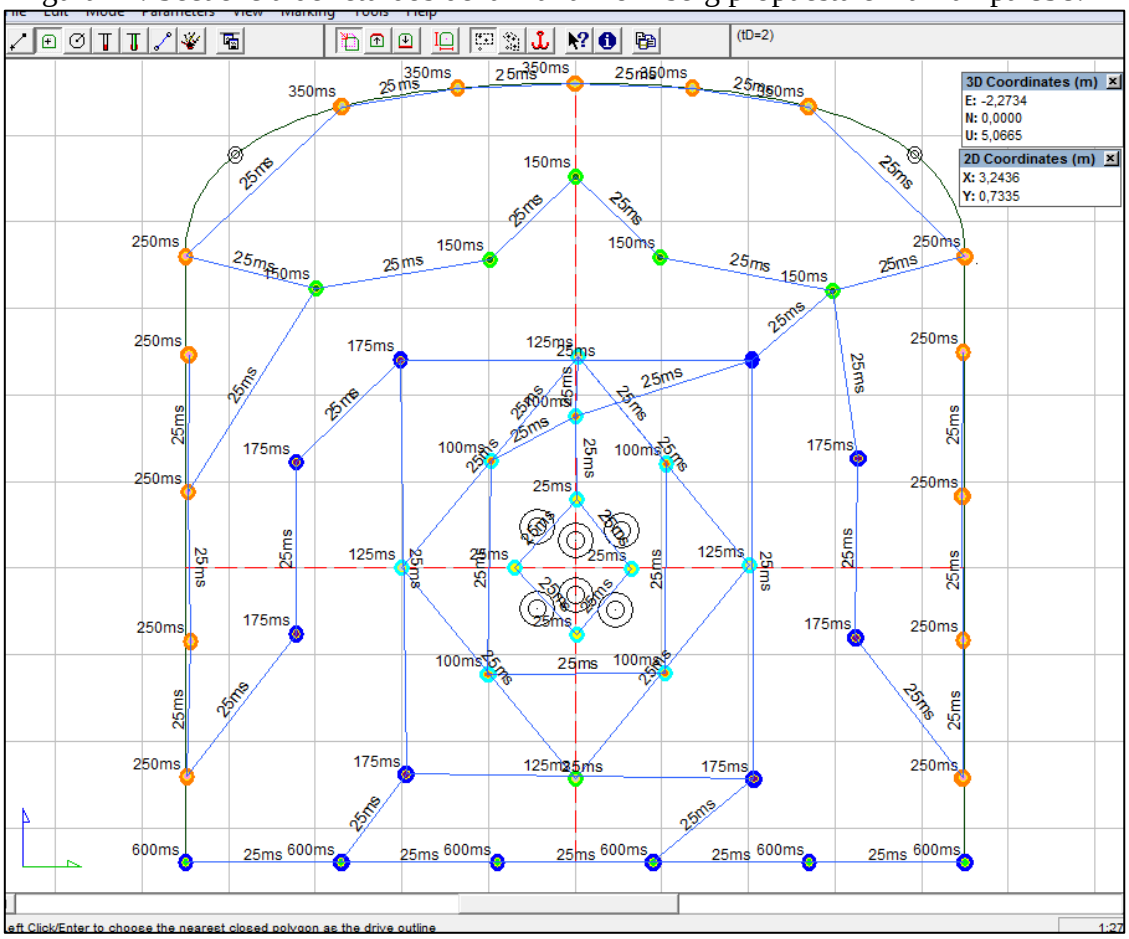
Nota. Elaboración propia con base en el diagnóstico de línea base y el diseño geométrico de la malla propuesta para la Rampa 898.

La tabla muestra que cada componente de la malla propuesta responde a una deficiencia identificada en la línea base. El arranque central y los cuadrantes se relacionan con la mejora del avance; los tiros de corona, caja y zapateras se relacionan con la reducción de la sobreexcavación; y la secuencia de retardos permite ordenar la liberación de energía durante la voladura.

La secuencia de retardos de la malla propuesta fue diseñada para generar una salida progresiva desde el arranque hacia el contorno de la sección. El esquema considera retardos cortos en la zona central, retardos intermedios en los tiros auxiliares y retardos mayores en los tiros de contorno, permitiendo controlar la liberación de energía y reducir la interferencia entre taladros.

En la simulación se observa una secuencia escalonada con tiempos de salida aproximados de 25 ms, 50 ms, 100 ms, 125 ms, 150 ms, 175 ms, 250 ms, 350 ms y 600 ms, distribuidos desde el centro hacia la periferia de la malla. Esta disposición permite que el arranque genere la primera cara libre y que los tiros posteriores descarguen hacia una zona previamente liberada.

Figura 12: Secuencia de retardos de la malla Holmberg propuesta en la Rampa 898.



Nota. La figura muestra la secuencia de retardos aplicada en la malla propuesta. Los retardos menores se ubican en la zona de arranque y los retardos mayores en los tiros periféricos, permitiendo una salida progresiva desde el centro hacia el contorno de la Rampa 898.

El análisis de la Figura N.° 15 evidencia una secuencia de detonación progresiva, organizada desde el arranque central hacia los tiros de contorno. Los retardos iniciales de 25 ms a 100 ms se concentran en el arranque y cuadrantes internos, permitiendo generar la primera abertura de alivio. Los retardos intermedios de 125 ms a 175 ms se ubican en los tiros auxiliares, favoreciendo la ampliación controlada de la rotura. Finalmente, los retardos mayores de 250 ms a 600 ms se distribuyen en corona, hastiales y zapateras, controlando la salida final del contorno.

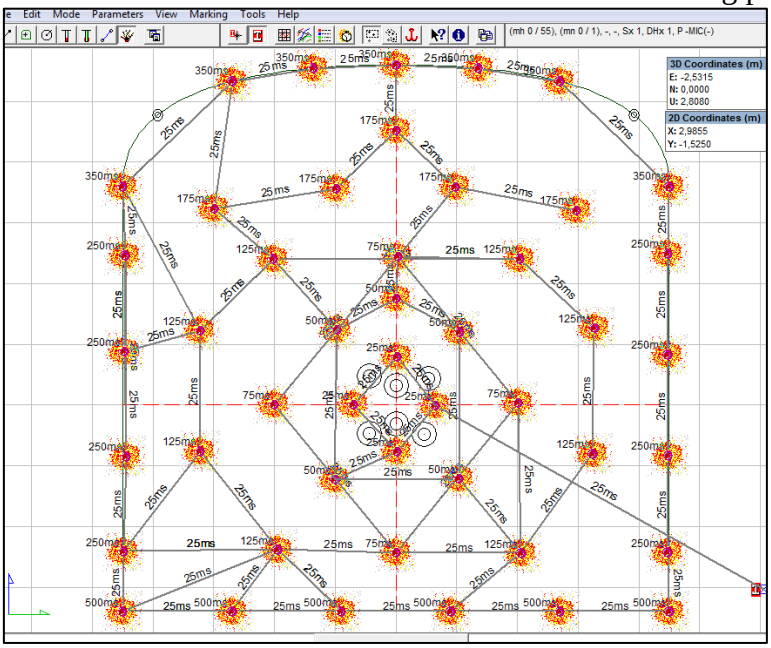
Esta distribución reduce la superposición de ondas de choque y disminuye el confinamiento de los tiros periféricos. A diferencia de la malla original, la malla propuesta presenta una salida más ordenada, con menor concentración simultánea de energía en el perímetro. En consecuencia, la secuencia de retardos contribuye

directamente al control de la sobreexcavación y al mejor aprovechamiento del avance por disparo.

La secuencia de retardos propuesta se relaciona con la mejora obtenida en el tramo intervenido, donde el avance aumentó de 3.1–3.3 m a 3.6–3.9 m, mientras que la sobreexcavación disminuyó de 30.2–32.6 % a 20.0–23.0 %. Por tanto, el orden de iniciación constituye un componente técnico clave en la eficiencia de la malla Holmberg aplicada en la Rampa 898.

La simulación de los puntos de detonación permitió verificar la ubicación funcional de los taladros dentro de la malla propuesta. La distribución considera una salida central desde el arranque y una expansión progresiva hacia los tiros auxiliares, corona, hastiales y zapateras. Esta organización permite controlar la interacción entre taladros y reducir la concentración de energía en el contorno de la sección.

Figura 13: Puntos de detonación simulados en la malla Holmberg propuesta



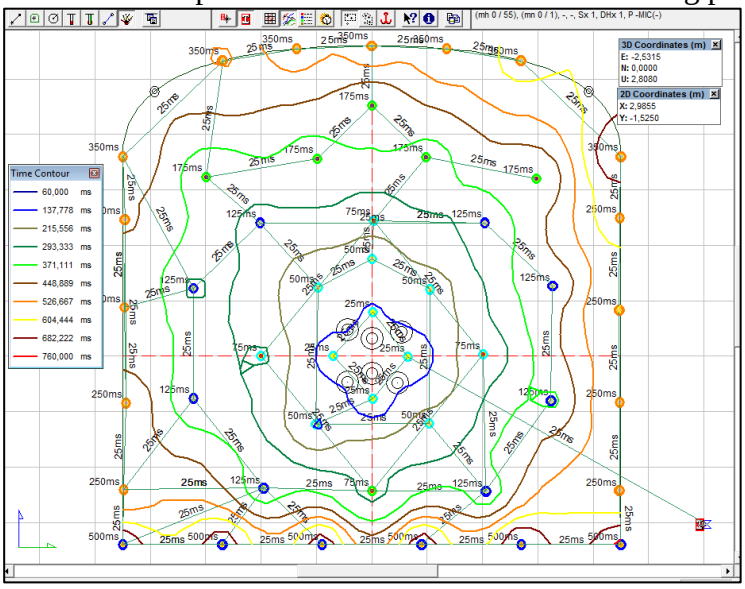
Nota. La figura muestra los puntos de detonación simulados en la malla Holmberg propuesta. La distribución evidencia una organización de tiros desde el arranque central hacia los sectores de producción y contorno de la Rampa 898.

El análisis de la Figura N.° 16 evidencia que los puntos de detonación se encuentran distribuidos de forma ordenada respecto al eje central de la sección. Los primeros puntos corresponden al arranque y cuadrantes internos; posteriormente se activan los tiros auxiliares; y finalmente los tiros de corona, hastiales y zapateras.

Esta configuración permite una salida progresiva de la energía, reduciendo el confinamiento de los tiros periféricos. En términos operativos, la distribución simulada busca disminuir la sobrerotura y mejorar el avance por disparo, debido a que la energía se libera de manera secuencial y no simultánea en todo el frente.

Los contornos de tiempo de detonación permiten evaluar la progresión temporal de la voladura. En la malla propuesta, los tiempos de salida se distribuyen desde el centro hacia el perímetro, con retardos iniciales en el arranque y retardos mayores en los tiros de contorno. Esta secuencia permite reducir la interferencia entre ondas de detonación y controlar el daño inducido al macizo rocoso

Figura 14: Contornos de tiempo de detonación de la malla Holmberg propuesta



Nota. La figura muestra los contornos de tiempo de detonación generados por la malla Holmberg propuesta. Los contornos permiten verificar la salida progresiva de la voladura desde el arranque hacia el contorno de la sección.

El análisis de la Figura N.° 17 muestra una distribución temporal más homogénea de los tiempos de detonación. Los contornos no presentan cruces abruptos ni concentraciones excesivas hacia el contorno, lo que indica una salida más controlada de la voladura.

La secuencia propuesta permite que los tiros centrales generen la primera abertura y que los tiros posteriores descarguen hacia zonas previamente liberadas. Esta condición reduce el confinamiento de los tiros de corona, hastiales y zapateras, contribuyendo a disminuir la sobreexcavación.

En comparación con la línea base, donde la sobreexcavación alcanzó valores entre 30.2 % y 32.6 %, la malla propuesta redujo la sobreexcavación a valores entre 20.0 % y 23.0 %. Esto confirma que el control temporal de la detonación influyó directamente en la mejora del control geométrico de la Rampa 898.

Asimismo, los resultados de la distribución de energía explosiva muestran una concentración controlada de energía en la zona del corte y del núcleo central, seguida de una disipación progresiva hacia los taladros de producción y contorno. En los mapas de energía se aprecia que las zonas de mayor intensidad se mantienen

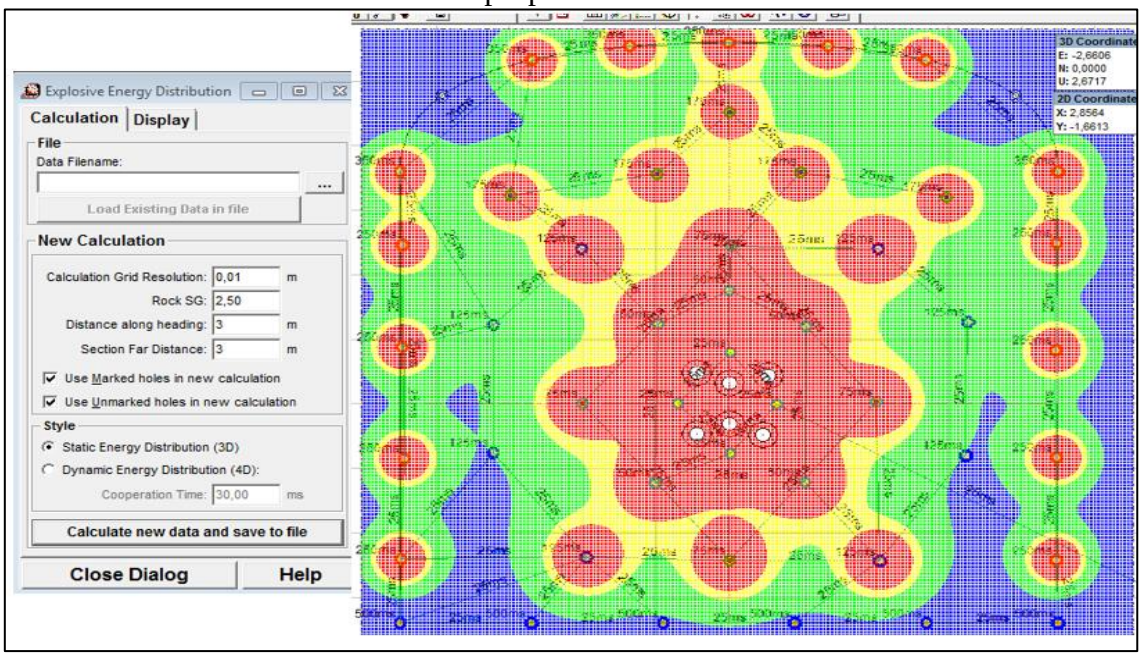
mayoritariamente dentro del volumen proyectado de excavación, mientras que los sectores periféricos reciben niveles de energía compatibles con el control del daño al macizo rocoso. Este comportamiento es coherente con un diseño orientado a minimizar la sobrerotura en los hastiales y la corona de la rampa.

En conjunto, los resultados del modelamiento de la malla de perforación propuesta demuestran una mejor distribución de la energía explosiva, una secuencia de disparo más eficiente y un mayor control del contorno excavado, en comparación con la malla original utilizada como línea base. Estas evidencias respaldan técnicamente la efectividad del diseño propuesto y constituyen un soporte fundamental para la validación de los resultados obtenidos posteriormente mediante el control topográfico y la fotogrametría del frente excavado.

La distribución de energía explosiva de la malla propuesta permitió verificar la concentración de energía dentro de la sección de diseño. El modelamiento muestra que la mayor energía se concentra en la zona central y de producción, mientras que hacia el contorno se observa una disipación más controlada, principalmente en corona, hastiales y zapateras.

Esta distribución permite evaluar si la geometría Holmberg propuesta reduce la transferencia excesiva de energía hacia el perímetro de la excavación, condición necesaria para disminuir la sobreexcavación y mejorar el control geométrico de la Rampa 898.

Figura 15: Distribución de energía explosiva generada por la malla Holmberg propuesta.



Nota. La figura muestra la distribución espacial de energía explosiva generada por la malla Holmberg propuesta. La concentración principal de energía se ubica en la zona central y de producción, mientras que hacia el contorno se observa una distribución más controlada, orientada a reducir daño en corona, hastiales y zapateras.

El análisis de la Figura N.° 19 evidencia que la malla propuesta presenta una distribución de energía más controlada respecto al contorno de la excavación. La zona de mayor concentración energética se ubica en el sector central del frente, donde se requiere mayor fragmentación para favorecer la salida del material. En cambio, hacia los límites de la sección se observa una transición energética más gradual.

Esta condición resulta favorable para el control geométrico de la Rampa 898, debido a que reduce la probabilidad de daño excesivo en corona, hastiales y zapateras. La distribución energética de la malla propuesta se diferencia de la línea base, donde la energía se extendía con mayor intensidad hacia los bordes de la sección, favoreciendo la sobrerotura.

En síntesis, el modelamiento de la malla propuesta permitió verificar la geometría de perforación diseñada mediante el método de Holmberg, la secuencia de retardos, los puntos de detonación, los contornos de tiempo y la distribución de energía explosiva. Los resultados del modelamiento muestran una salida progresiva

desde el arranque hacia el contorno, con mejor control de la energía en corona, hastiales y zapateras.

La organización de la malla en arranque, cuadrantes, auxiliares, corona, tiros de caja y zapateras permitió reducir el confinamiento de los tiros, mejorar la liberación de energía y controlar la propagación hacia el perímetro de la excavación. Esta condición técnica sustentó los resultados obtenidos posteriormente mediante el control topográfico con fotogrametría ADAM, donde se verificó la reducción de sobreexcavación y la mejora del avance por disparo.

4.8. Control topográfico y verificación geométrica de la malla Holmberg propuesta

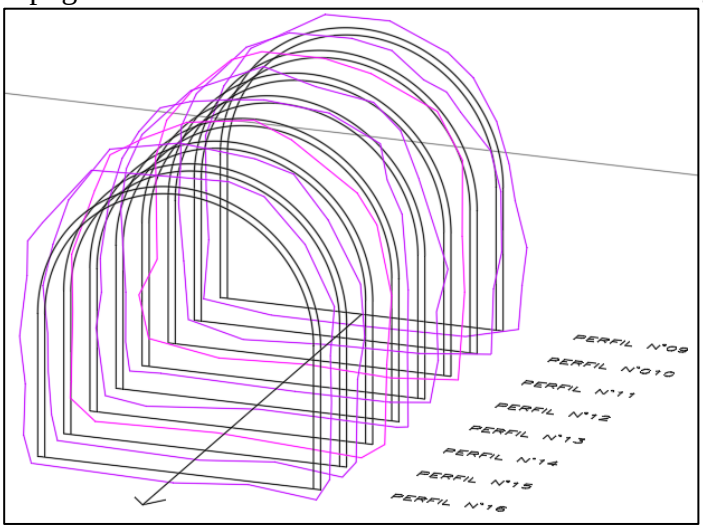
El control topográfico del tramo intervenido se realizó mediante fotogrametría digital ADAM, con la finalidad de verificar el comportamiento geométrico de la excavación después de aplicar la malla de perforación y voladura propuesta mediante el método de Holmberg.

La evaluación se realizó en ocho perfiles transversales, correspondientes a las estaciones P-09 a P-16, ubicadas en la continuación de la Rampa 898. En cada perfil se comparó el área real excavada con el área proyectada de diseño, equivalente a 14.28 m², con el propósito de determinar el grado de sobreexcavación, la regularidad del contorno y el avance efectivo logrado por ciclo de voladura.

El control mediante fotogrametría permitió verificar si la geometría de la malla propuesta, organizada en arranque, cuadrantes, auxiliares, corona, tiros de caja y zapateras, logró reducir la excavación fuera del perfil teórico. Los indicadores principales considerados fueron: área real excavada, diferencia de área, porcentaje de sobreexcavación, avance por disparo y reducción respecto a la línea base.

La Figura N.° 20 muestra los perfiles topográficos levantados en el tramo intervenido de la Rampa 898. Estos perfiles permitieron evaluar la diferencia entre la sección proyectada y la sección real excavada después de aplicar la malla Holmberg propuesta.

Figura 16: Perfiles topográficos del tramo intervenido con malla Holmberg propuesta



Nota. La figura muestra los perfiles transversales correspondientes a las estaciones P-09 a P-16 del tramo intervenido. La superposición de perfiles permite verificar el control geométrico de la excavación y la reducción de sobreexcavación respecto a la línea base.

Tabla 30 Indicadores de control geométrico del tramo intervenido con malla Holmberg propuesta

Indicador	Línea base	Malla Holmberg propuesta	Mejora técnica
Área proyectada	14.28 m²	14.28 m²	Se mantiene constante
Área real mínima	18.59 m²	17.14 m²	-1.45 m²
Área real máxima	18.94 m²	17.56 m²	-1.38 m²
Sobreexcavación mínima	30.2 %	20.0 %	-10.2 puntos
Sobreexcavación máxima	32.6 %	23.0 %	-9.6 puntos
Avance mínimo	3.1 m	3.6 m	+0.5 m
Avance máximo	3.3 m	3.9 m	+0.6 m

Nota. Elaboración propia con base en los resultados topográficos de línea base y tramo intervenido. Los indicadores muestran reducción del área real excavada, disminución de la sobreexcavación y mejora del avance por disparo.

Los indicadores muestran que la malla Holmberg propuesta mejoró el desempeño geométrico y operativo de la voladura. La disminución del área real

excavada evidencia un mejor control del perfil, mientras que la reducción de la sobreexcavación confirma menor daño en el contorno de la labor.

Desde el punto de vista de perforación y voladura, la mejora se relaciona con tres factores técnicos: primero, el arranque central permitió una cara libre más eficiente; segundo, la secuencia de retardos redujo el confinamiento de los tiros posteriores; y tercero, los tiros de corona, caja y zapateras controlaron mejor el límite de excavación. Estos factores permitieron obtener una sección real más cercana a la sección proyectada.

Los resultados obtenidos muestran que el área real excavada en los perfiles del tramo intervenido varió entre 17.14 m² y 17.56 m², valores menores a los registrados en la línea base. Si bien estos valores aún superan el área proyectada de diseño de 14.28 m², evidencian una reducción significativa de la excavación excedente generada por la malla propuesta.

La diferencia entre el área real excavada y el área proyectada se ubicó entre 2.86 m² y 3.28 m², lo que representa porcentajes de sobreexcavación entre 20.0 % y 23.0 %. Estos resultados muestran una mejora del control geométrico de la excavación respecto a la malla original, donde la sobreexcavación alcanzó valores entre 30.2 % y 32.6 %.

Tabla 31 Resultados de sobreexcavación del tramo intervenido con malla Holmberg propuesta

Rampa	Perfil	Avance por disparo (m)	Área real excavada (m²)	Área proyectada (m²)	Sección proyectada (%)	Diferencia de área (m²)	Sobreexcavación (%)
Rampa 898	P-09	3.6	17.42	14.28	100 %	3.14	22.0 %
Rampa 898	P-10	3.8	17.28	14.28	100 %	3.00	21.0 %
Rampa 898	P-11	3.6	17.42	14.28	100 %	3.14	22.0 %
Rampa 898	P-12	3.7	17.56	14.28	100 %	3.28	23.0 %
Rampa 898	P-13	3.7	17.42	14.28	100 %	3.14	22.0 %
Rampa 898	P-14	3.6	17.56	14.28	100 %	3.28	23.0 %

Rampa 898	P-15	3.8	17.42	14.28	100 %	3.14	22.0 %
Rampa 898	P-16	3.9	17.14	14.28	100 %	2.86	20.0 %

Nota. Elaboración propia con base en el control topográfico del tramo intervenido P-09 a P-16. La sobreexcavación se calculó comparando el área real excavada con el área proyectada de diseño de 14.28 m².

Cálculo aplicado

$$SE(\backslash\%) = \frac{A_r - A_p}{A_p} \times 100$$

Donde:

SE (%) = sobreexcavación expresada en porcentaje.

Ar = área real excavada.

Ap = área proyectada de diseño.

Ejemplo para el perfil P-09:

$$SE(\backslash\%) = \frac{17.42 - 14.28}{14.28} \times 100$$

$$SE(\backslash\%) = \frac{3.14}{14.28} \times 100$$

$$SE = 22.0\backslash\%$$

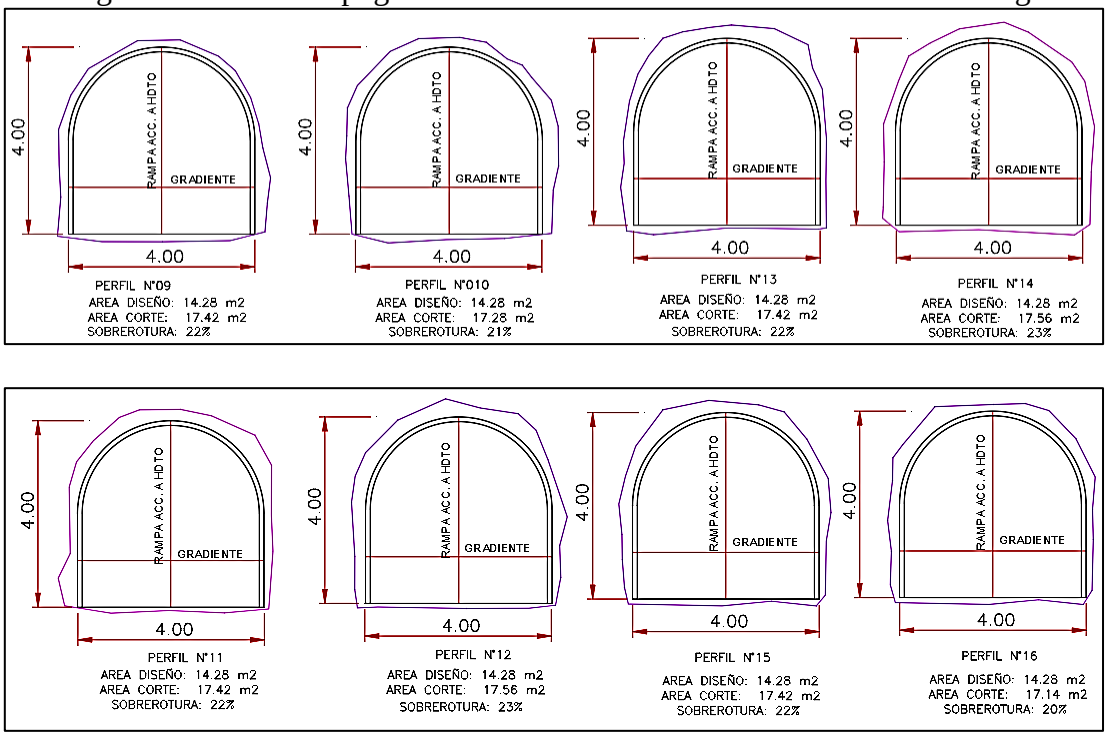
El análisis individual de los perfiles muestra que el menor porcentaje de sobreexcavación se registró en el perfil P-16, con 20.0 %, mientras que los valores más altos correspondieron a los perfiles P-12 y P-14, con 23.0 %. No obstante, incluso los valores máximos del tramo intervenido representan una mejora sustancial respecto a la línea base, donde la sobreexcavación se ubicó entre 30.2 % y 32.6 %.

Estos resultados evidencian un mejor control del contorno excavado, especialmente en corona, hastiales y zapateras. La reducción de la sobreexcavación se relaciona con la geometría de la malla Holmberg propuesta, la secuencia progresiva de salida y la distribución más controlada de la energía explosiva hacia el perímetro de la sección.

El análisis individual de los perfiles del tramo intervenido muestra que la sobreexcavación se mantuvo entre 20.0 % y 23.0 %. El menor valor se registró en el perfil P-16, con 20.0 %, mientras que los valores máximos se registraron en los perfiles P-12 y P-14, con 23.0 %. El promedio de sobreexcavación del tramo intervenido fue de 21.88 %, valor inferior al promedio de línea base de 31.34 %.

La reducción absoluta promedio fue de 9.46 puntos porcentuales, equivalente a una reducción relativa de 30.20 % respecto a la línea base. Este resultado evidencia una mejora del control del contorno excavado, principalmente en corona, hastiales y zapateras. Asimismo, el área real excavada disminuyó de un promedio de 18.76 m² en la línea base a 17.41 m² en el tramo intervenido, lo que representa una reducción promedio de 1.35 m² por metro de avance.

Figura 17: Perfiles topográficos del tramo intervenido con malla Holmberg



Nota. La figura muestra los perfiles transversales P-09 a P-16 del tramo intervenido, levantados después de aplicar la malla Holmberg propuesta. La comparación entre el contorno excavado y la sección proyectada permite verificar la mejora del control geométrico de la excavación respecto a la línea base.

Desde el punto de vista operativo, los perfiles P-09 a P-16 muestran avances por disparo entre 3.6 m y 3.9 m, con un promedio de 3.71 m. En comparación con la línea base, donde el avance promedio fue de 3.16 m, se obtuvo un incremento absoluto de 0.55 m por disparo.

En términos relativos, el avance aumentó en 17.39 %, lo que evidencia un mejor aprovechamiento de la longitud perforada. Este incremento se relaciona con el mejor desempeño del arranque central, la salida progresiva por cuadrantes y la reducción del confinamiento de los tiros auxiliares y de contorno.

El comportamiento geométrico también mejoró. El área real excavada promedio disminuyó de 18.76 m² a 17.41 m², mientras que la diferencia promedio entre el área real y el área proyectada disminuyó de 4.48 m² a 3.13 m². Esto significa una reducción promedio de 1.35 m² de excavación excedente por metro de avance.

Tabla 32 Resumen estadístico del tramo intervenido con malla Holmberg propuesta

Indicador	Valor mínimo	Valor máximo	Promedio	Interpretación técnica
Avance por disparo	3.60 m	3.90 m	3.71 m	Mayor avance efectivo respecto a línea base
Área real excavada	17.14 m²	17.56 m²	17.41 m²	Menor área excavada respecto a línea base
Área proyectada	14.28 m²	14.28 m²	14.28 m²	Sección de diseño constante
Diferencia de área	2.86 m²	3.28 m²	3.13 m²	Menor excavación excedente
Sobreexcavación	20.00 %	23.00 %	21.88 %	Reducción significativa de sobrerotura

Nota. Elaboración propia con base en los perfiles P-09 a P-16 del tramo intervenido. El promedio de sobreexcavación obtenido fue de 21.88 %, valor menor al promedio de línea base de 31.34 %.

Los indicadores estadísticos del tramo intervenido muestran una mejora simultánea en el avance operativo y en el control geométrico de la excavación. El avance promedio alcanzó 3.71 m/disparo, mientras que la sobreexcavación promedio se redujo a 21.88 %. En comparación con la línea base, esto representa un incremento de avance de 0.55 m/disparo y una reducción de sobreexcavación de 9.46 puntos porcentuales.

La reducción del área real excavada promedio de 18.76 m² a 17.41 m² demuestra que la sección excavada se aproximó mejor al diseño geométrico proyectado de 14.28 m². Desde el enfoque de voladura, esta mejora se asocia con la redistribución de energía lograda por la malla Holmberg, el control de los tiros de

corona y hastiales, y la secuencia de retardos aplicada desde el arranque hacia el contorno.

Incremento absoluto del avance

$$\Delta A = A_{propuesta} - A_{base}$$

$$\Delta A = 3.71 - 3.16 = 0.55\, m/\text{disparo}$$

Donde:

ΔA = incremento absoluto del avance.

Apropuesta = avance promedio con la malla Holmberg propuesta.

Abase = avance promedio con la malla original.

Incremento relativo del avance

$$IA(\backslash\%) = \frac{A_{propuesta} - A_{base}}{A_{base}} \times 100$$

$$IA(\backslash\%) = \frac{3.71 - 3.16}{3.16} \times 100 = 17.39\backslash\%$$

Donde:

IA (%) = incremento relativo del avance.

Apropuesta = avance promedio con la malla Holmberg propuesta.

Abase = avance promedio con la malla original.

Reducción absoluta de sobreexcavación

$$\Delta SE = E_{base} - SE_{propuesta}$$

$$\Delta SE = 31.34 - 21.88 = 9.46\ \text{puntos porcentuales}$$

Donde:

ΔSE = reducción absoluta de sobreexcavación.

SEbase = sobreexcavación promedio de la línea base.

SEpropuesta = sobreexcavación promedio con la malla Holmberg propuesta.

Reducción relativa de sobreexcavación

$$RSE(\backslash\%) = \frac{SE_{base} - SE_{propuesta}}{SE_{base}} \times 100$$

$$RSE(\backslash\%) = \frac{31.34 - 21.88}{31.34} \times 100 = 30.20\backslash\%$$

Donde:

RSE (%) = reducción relativa de sobreexcavación.

SEbase = sobreexcavación promedio de la línea base.

SEpropuesta = sobreexcavación promedio con la malla Holmberg propuesta.

4.9.Análisis comparativo ante–después

El análisis comparativo antes–después permitió evaluar el desempeño de la malla original frente a la malla Holmberg propuesta aplicada en la Rampa 898. Para ello, se compararon los principales indicadores operativos y geométricos: avance por disparo, área real excavada, diferencia de área, porcentaje de sobreexcavación y control del contorno excavado.

La comparación se realizó entre los perfiles de línea base P-01 a P-08 y los perfiles del tramo intervenido P-09 a P-16. En ambos casos se mantuvo la misma área proyectada de diseño de 14.28 m², lo que permitió analizar de manera objetiva la variación del área real excavada y del porcentaje de sobreexcavación.

Desde el punto de vista de perforación y voladura, la comparación permite verificar el efecto de la geometría Holmberg, la secuencia de retardos, el arranque central, los cuadrantes, los tiros auxiliares, la corona, los tiros de caja y las zapateras sobre el avance efectivo y el control geométrico de la excavación

4.10. Comparación del avance por disparo

El avance por disparo fue evaluado como indicador operativo principal de la eficiencia de la malla de perforación y voladura. En la línea base, correspondiente a la malla original, los avances registrados se ubicaron entre 3.10 m y 3.30 m, con un promedio de 3.16 m/disparo. En el tramo intervenido con la malla Holmberg propuesta, los avances se incrementaron a valores entre 3.60 m y 3.90 m, con un promedio de 3.71 m/disparo.

Tabla 33 Comparación del avance por disparo entre línea base y malla Holmberg propuesta

Indicador	Línea base: malla original	Malla Holmberg propuesta	Diferencia
Avance mínimo	3.10 m	3.60 m	+0.50 m
Avance máximo	3.30 m	3.90 m	+0.60 m
Avance promedio	3.16 m	3.71 m	+0.55 m
Mejora relativa del avance	—	—	+17.39 %

Nota. Elaboración propia con base en los avances registrados en los perfiles P-01 a P-08 para la línea base y P-09 a P-16 para el tramo intervenido.

$$\Delta A = A_{propuesta} - A_{base} = 3.71 - 3.16 = 0.55 \text{ m/disparo}$$

Y el incremento relativo también en una sola ecuación:

$$IA(\%) = \frac{A_{propuesta} - A_{base}}{A_{base}} \times 100 = \frac{3.71 - 3.16}{3.16} \times 100 = 17.39\%$$

Donde:

ΔA = incremento absoluto del avance por disparo.

IA (%) = incremento relativo del avance.

Apropuesta = avance promedio con la malla Holmberg propuesta.

Abase = avance promedio con la malla original.

El incremento absoluto del avance fue de 0.55 m/disparo, lo que representa una mejora relativa de 17.39 % respecto a la línea base. Este resultado confirma que la malla Holmberg propuesta permitió mejorar el avance efectivo por ciclo de voladura.

Desde el punto de vista técnico, el incremento de avance se relaciona con una mayor eficiencia del arranque central y de los cuadrantes. La secuencia de salida progresiva permitió que los tiros posteriores trabajen con menor confinamiento, favoreciendo la rotura del frente y reduciendo la posibilidad de energía no aprovechada

Este incremento evidencia un mejor aprovechamiento de la longitud perforada y una salida más eficiente de la voladura. Técnicamente, la mejora se asocia al rediseño del arranque, la distribución por cuadrantes, la reducción del confinamiento de los tiros auxiliares y la secuencia progresiva de retardos desde el centro hacia el contorno..

Tabla 34 Comparación del avance efectivo por ciclo entre línea base y malla Holmberg propuesta

Condición evaluada	Perfiles evaluados	Avance mínimo (m)	Avance máximo (m)	Avance promedio (m/disparo)	Variación respecto a línea base
Línea base: malla original	P-01 a P-08	3.10	3.30	3.16	—
Malla Holmberg propuesta	P-09 a P-16	3.60	3.90	3.71	+0.55 m/disparo
Mejora relativa	—	—	—	—	+17.39 %

Nota. Elaboración propia con base en los avances registrados en los perfiles de línea base y tramo intervenido. El avance promedio aumentó de 3.16 m/disparo a 3.71 m/disparo, equivalente a una mejora relativa de 17.39 %.

$$\Delta A = A_{propuesta} - A_{base} = 3.71 - 3.16 = 0.55 \text{ m/disparo}$$

$$IA(\%) = \frac{A_{propuesta} - A_{base}}{A_{base}} \times 100 = \frac{3.71 - 3.16}{3.16} \times 100 = 17.39\%$$

Donde:

ΔA = incremento absoluto del avance por disparo.

IA (%) = incremento relativo del avance.

Apropuesta = avance promedio con la malla Holmberg propuesta.

Abase = avance promedio con la malla original.

El análisis comparativo muestra que la línea base presentó avances entre 3.10 m y 3.30 m, con un promedio de 3.16 m/disparo. Luego de aplicar la malla Holmberg propuesta, el avance se incrementó a valores entre 3.60 m y 3.90 m, con un promedio de 3.71 m/disparo. La diferencia promedio obtenida fue de 0.55 m/disparo, equivalente a una mejora relativa de 17.39 %.

Desde el punto de vista de perforación y voladura, este incremento se relaciona con la mejora del arranque central, la apertura progresiva de los cuadrantes y la reducción del confinamiento de los tiros posteriores. La secuencia de retardos permitió que los tiros auxiliares, de corona, caja y zapateras trabajen sobre una condición de menor resistencia, favoreciendo una mejor liberación del frente.

El aumento del avance efectivo implica una mejora directa en la productividad del ciclo de excavación, debido a que permite obtener mayor longitud de avance por disparo, reducir ciclos requeridos para alcanzar una longitud determinada de rampa y optimizar el uso de perforación, explosivo, ventilación, limpieza y sostenimiento.

4.11. Comparación del control geométrico y reducción de sobreexcavación

La sobreexcavación constituye el principal indicador geométrico para evaluar la eficiencia del diseño de perforación y voladura, debido a que permite cuantificar la diferencia entre la sección real excavada y la sección proyectada. En la Rampa 898, la sección proyectada de diseño fue constante e igual a 14.28 m², lo que permitió comparar directamente el comportamiento de la malla original y de la malla Holmberg propuesta.

El control geométrico se evaluó mediante tres indicadores principales: área real excavada, diferencia de área y porcentaje de sobreexcavación. Estos parámetros permiten determinar si la energía explosiva se mantuvo dentro del volumen de rotura requerido o si se propagó hacia el macizo rocoso circundante, generando daño en corona, hastiales y zapateras.

En la línea base, la sobreexcavación varió entre 30.2 % y 32.6 %, con un promedio de 31.34 %. En el tramo intervenido con la malla Holmberg propuesta, la sobreexcavación se redujo a valores entre 20.0 % y 23.0 %, con un promedio de 21.88 %. Esta diferencia evidencia una mejora sustancial del control geométrico de la excavación.

Tabla 35 Comparación del control geométrico entre línea base y malla Holmberg propuesta

Indicador geométrico	Línea base: malla original	Malla Holmberg propuesta	Diferencia obtenida
Área proyectada	14.28 m²	14.28 m²	0.00 m²
Área real promedio excavada	18.76 m²	17.41 m²	-1.35 m²
Diferencia promedio de área	4.48 m²	3.13 m²	-1.35 m²
Sobreexcavación mínima	30.20 %	20.00 %	-10.20 puntos
Sobreexcavación máxima	32.60 %	23.00 %	-9.60 puntos
Sobreexcavación promedio	31.34 %	21.88 %	-9.46 puntos
Reducción relativa de sobreexcavación	—	—	30.20 %

Nota. Elaboración propia con base en los resultados topográficos de los perfiles P-01 a P-08 y P-09 a P-16. La reducción de sobreexcavación promedio fue de 9.46 puntos porcentuales, equivalente a una mejora relativa de 30.20 %.

$$\Delta SE = SE_{base} - SE_{propuesta} = 31.34 - 21.88 = 9.46 \text{ puntos porcentuales}$$

$$RSE(\%) = \frac{SE_{base} - SE_{propuesta}}{SE_{base}} \times 100 = \frac{31.34 - 21.88}{31.34} \times 100 = 30.20\%$$

$$\Delta A_e = A_{real,base} - A_{real,propuesta} = 18.76 - 17.41 = 1.35 \text{ m}^2$$

Donde:

- ΔSE = reducción absoluta de sobreexcavación.
- RSE (%) = reducción relativa de sobreexcavación.
- SEbase = sobreexcavación promedio de línea base.
- SEpropuesta = sobreexcavación promedio con malla Holmberg propuesta.
- ΔAe = reducción promedio del área real excavada.
- Areal,base = área real excavada promedio en línea base.
- Areal,propuesta = área real excavada promedio con la malla propuesta.

La reducción de la sobreexcavación promedio de 31.34 % a 21.88 % demuestra que la malla Holmberg propuesta mejoró el control del contorno excavado. En términos absolutos, la disminución fue de 9.46 puntos porcentuales, mientras que la reducción relativa alcanzó 30.20 % respecto a la línea base.

Asimismo, el área real excavada promedio disminuyó de 18.76 m² a 17.41 m², lo que representa una reducción de 1.35 m² de excavación excedente por metro de avance. Esta disminución evidencia un mejor control de la energía explosiva en el perímetro de la sección, principalmente en corona, hastiales y zapateras.

Desde el punto de vista técnico, la mejora se atribuye a la distribución funcional de la malla Holmberg: el arranque central generó una cara libre inicial; los cuadrantes permitieron una expansión progresiva de la rotura; los tiros auxiliares completaron la fragmentación interna; y los tiros de corona, caja y zapateras limitaron la propagación de energía hacia el contorno.

En síntesis, la comparación del control geométrico demuestra que la malla Holmberg propuesta redujo la sobreexcavación promedio en 9.46 puntos porcentuales y disminuyó el área real excavada promedio en 1.35 m² respecto a la

línea base. Estos resultados confirman que el rediseño de la malla permitió controlar mejor la energía explosiva, reducir la sobrerotura y obtener una sección excavada más próxima al diseño proyectado de la Rampa 898.

Tabla 36 Comparación del control geométrico entre línea base y malla Holmberg propuesta.

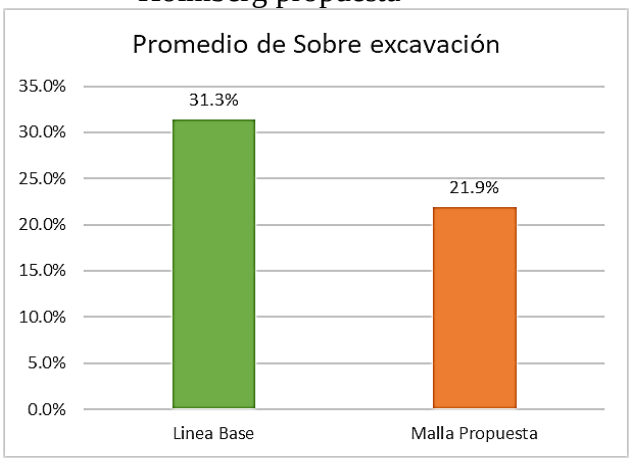
Indicador geométrico	Línea base: malla original	Malla Holmberg propuesta	Diferencia obtenida
Área proyectada	14.28 m²	14.28 m²	0.00 m²
Área real mínima excavada	18.59 m²	17.14 m²	-1.45 m²
Área real máxima excavada	18.94 m²	17.56 m²	-1.38 m²
Área real promedio excavada	18.76 m²	17.41 m²	-1.35 m²
Diferencia promedio de área	4.48 m²	3.13 m²	-1.35 m²
Sobreexcavación mínima	30.20 %	20.00 %	-10.20 puntos
Sobreexcavación máxima	32.60 %	23.00 %	-9.60 puntos
Sobreexcavación promedio	31.34 %	21.88 %	-9.46 puntos
Reducción relativa de sobreexcavación	—	—	30.20 %

Nota. Elaboración propia con base en los resultados topográficos de la línea base y del tramo intervenido. La comparación evidencia una reducción de 9.46 puntos porcentuales en la sobreexcavación promedio y una disminución de 1.35 m² en el área real excavada promedio.

La Tabla N.° 18 evidencia que la malla Holmberg propuesta mejoró el control geométrico de la excavación. El área real promedio disminuyó de 18.76 m² en la línea base a 17.41 m² en el tramo intervenido, lo que representa una reducción de 1.35 m² de excavación excedente por metro de avance. Asimismo, la sobreexcavación promedio se redujo de 31.34 % a 21.88 %, equivalente a una disminución absoluta de 9.46 puntos porcentuales.

Desde el enfoque de perforación y voladura, esta reducción se asocia al control de energía en el perímetro de la sección. La malla propuesta permitió distribuir mejor los tiros de corona, hastiales y zapateras, reduciendo la propagación de fracturas fuera del contorno proyectado. Por tanto, el resultado confirma que el rediseño de la geometría Holmberg permitió obtener una sección excavada más próxima a la sección teórica de 14.28 m².

Figura 18: Comparación de la sobreexcavación promedio entre línea base y malla Holmberg propuesta



Nota. La figura compara la sobreexcavación promedio obtenida con la malla original y con la malla Holmberg propuesta. La sobreexcavación promedio disminuyó de 31.34 % a 21.88 %, lo que representa una reducción relativa de 30.20 %.

4.12. Comparación integral de indicadores de desempeño de voladura

El análisis integral de indicadores de desempeño permite evaluar el efecto técnico de la malla Holmberg propuesta sobre la eficiencia del ciclo de perforación y voladura en la Rampa 898. Para ello, se compararon indicadores operativos y geométricos obtenidos en la línea base y en el tramo intervenido.

Los indicadores considerados fueron: avance por disparo, área real excavada, diferencia de área, porcentaje de sobreexcavación, reducción relativa de sobrerotura y control del contorno excavado. Estos parámetros permiten evaluar si la malla propuesta mejoró simultáneamente la productividad del avance y la calidad geométrica de la excavación..

Tabla 37 Síntesis comparativa de indicadores de desempeño de voladura

Indicador de desempeño	Línea base: malla original	Malla Holmberg propuesta	Variación técnica
Avance mínimo	3.10 m	3.60 m	+0.50 m
Avance máximo	3.30 m	3.90 m	+0.60 m
Avance promedio	3.16 m/disparo	3.71 m/disparo	+0.55 m/disparo
Mejora relativa del avance	—	—	+17.39 %
Área proyectada	14.28 m²	14.28 m²	0.00 m²
Área real promedio	18.76 m²	17.41 m²	-1.35 m²
Diferencia promedio de área	4.48 m²	3.13 m²	-1.35 m²
Sobreexcavación mínima	30.20 %	20.00 %	-10.20 puntos
Sobreexcavación máxima	32.60 %	23.00 %	-9.60 puntos

Sobreexcavación promedio	31.34 %	21.88 %	-9.46 puntos
Reducción relativa de sobreexcavación	—	—	30.20 %
Clasificación geomecánica	RMR Clase III	RMR Clase III	Condición comparable

Nota. Elaboración propia con base en los resultados de avance, control topográfico y clasificación geomecánica de la línea base y del tramo intervenido. La comparación evidencia mejora operativa en el avance y mejora geométrica en el control de sobreexcavación

La Tabla N.° 19 muestra que la malla Holmberg propuesta generó mejoras simultáneas en los indicadores operativos y geométricos. El avance promedio aumentó de 3.16 m/disparo a 3.71 m/disparo, equivalente a una mejora relativa de 17.39 %. Este incremento evidencia mayor eficiencia en la salida de la voladura y mejor aprovechamiento de la longitud perforada.

En cuanto al control geométrico, la sobreexcavación promedio disminuyó de 31.34 % a 21.88 %, con una reducción relativa de 30.20 %. Además, el área real promedio excavada se redujo de 18.76 m² a 17.41 m², mostrando una disminución de 1.35 m² de excavación excedente por metro de avance.

La comparación mantiene validez técnica debido a que ambos tramos presentan una clasificación geomecánica comparable, correspondiente a RMR Clase III. Por ello, la mejora obtenida se atribuye principalmente al rediseño de la malla de perforación y voladura, y no a una variación significativa en la calidad del macizo rocoso.

$$\Delta A = 3.71 - 3.16 = 0.55\ \text{m/disparo}$$

$$IA(\%) = \frac{3.71 - 3.16}{3.16} \times 100 = 17.39\%$$

$$\Delta SE = 31.34 - 21.88 = 9.46\ \text{puntos porcentuales}$$

$$RSE(\%) = \frac{31.34 - 21.88}{31.34} \times 100 = 30.20\%$$

$$\Delta A_e = 18.76 - 17.41 = 1.35\ \text{m}^2$$

Donde:

- ΔA = incremento absoluto del avance promedio.
- IA (%) = incremento relativo del avance.

- ΔSE = reducción absoluta de la sobreexcavación promedio.
- RSE (%) = reducción relativa de la sobreexcavación.
- ΔAe = reducción del área real excavada promedio

En síntesis, los indicadores de desempeño demuestran que la malla Holmberg propuesta mejoró el proceso de perforación y voladura en la Rampa 898. El avance promedio aumentó en 0.55 m/disparo, la sobreexcavación promedio se redujo en 9.46 puntos porcentuales y el área real excavada promedio disminuyó en 1.35 m². Estos resultados confirman que la geometría de la malla propuesta, la secuencia de retardos y la distribución controlada de energía permitieron optimizar el avance y mejorar el control geométrico de la excavación

4.13. Discusión técnica de resultados del diseño Holmberg aplicado en la Rampa 898

El análisis de los resultados permitió verificar que la aplicación de la malla de perforación y voladura diseñada mediante el método de Holmberg generó mejoras técnicas en el desempeño de la Rampa 898. La discusión se desarrolla considerando tres componentes principales: el diagnóstico de la línea base, la geometría de la malla propuesta y los resultados obtenidos en el tramo intervenido.

Desde el punto de vista geomecánico, tanto el tramo base como el tramo intervenido presentaron clasificación RMR Clase III, correspondiente a roca de calidad regular. En la línea base, las estaciones evaluadas mostraron una condición geomecánica comparable con las estaciones del tramo intervenido. Esta similitud resulta relevante porque permite interpretar que las mejoras obtenidas no se deben a una variación favorable del macizo rocoso, sino principalmente al rediseño de la malla de perforación y voladura.

La geometría Holmberg propuesta reorganizó la sección de la Rampa 898 en zonas funcionales de voladura: arranque central, cuadrantes, tiros auxiliares, corona, tiros de caja y zapateras. El arranque y los cuadrantes permitieron generar una salida progresiva de la voladura, mientras que los tiros de corona, caja y zapateras permitieron controlar el perímetro de excavación. Esta distribución redujo el confinamiento de los tiros y mejoró la liberación de energía desde el centro hacia el contorno.

Los resultados del tramo intervenido confirman la eficiencia del rediseño. El avance promedio aumentó de 3.16 m/disparo a 3.71 m/disparo, equivalente a un

incremento absoluto de 0.55 m/disparo y una mejora relativa de 17.39 %. Este resultado indica un mejor aprovechamiento de la longitud perforada y una mayor eficiencia del ciclo de voladura.

En cuanto al control geométrico, la sobreexcavación promedio disminuyó de 31.34 % a 21.88 %, lo que representa una reducción absoluta de 9.46 puntos porcentuales y una reducción relativa de 30.20 %. Asimismo, el área real excavada promedio disminuyó de 18.76 m² a 17.41 m², reduciéndose en 1.35 m² la excavación excedente por metro de avance.

En la línea base, la malla original presentó limitaciones en el control geométrico de la excavación. Los perfiles P-01 a P-08 registraron una sobreexcavación entre 30.2 % y 32.6 %, con un promedio de 31.34 %. Asimismo, el avance por disparo se mantuvo entre 3.10 m y 3.30 m, con un promedio de 3.16 m/disparo. Estos indicadores evidencian que la configuración inicial de perforación y voladura no controlaba adecuadamente la energía explosiva en el contorno de la excavación.

Tabla 38 Síntesis técnica de la discusión de resultados

Indicador técnico	Línea base: malla original	Malla Holmberg propuesta	Variación obtenida
Clasificación geomecánica	RMR Clase III	RMR Clase III	Condición comparable
Avance promedio	3.16 m/disparo	3.71 m/disparo	+0.55 m/disparo
Mejora relativa del avance	—	—	+17.39 %
Área proyectada	14.28 m²	14.28 m²	0.00 m²
Área real promedio	18.76 m²	17.41 m²	-1.35 m²
Diferencia promedio de área	4.48 m²	3.13 m²	-1.35 m²
Sobreexcavación promedio	31.34 %	21.88 %	-9.46 puntos
Reducción relativa de sobreexcavación	—	—	30.20 %
Control del contorno	Deficiente	Mejorado	Menor sobrerotura

Nota. Elaboración propia con base en los resultados de control topográfico, avance por disparo y clasificación geomecánica obtenidos en la línea base y en el tramo intervenido de la Rampa 898. La comparación se realizó bajo una sección proyectada constante de 14.28 m² y condiciones geomecánicas equivalentes de RMR Clase III, lo que permite atribuir las variaciones observadas principalmente al rediseño de la malla de perforación y voladura mediante el método de Holmberg. Los indicadores evidencian un incremento del avance promedio de 0.55 m/disparo, una

reducción del área real excavada promedio de 1.35 m² y una disminución de la sobreexcavación promedio de 9.46 puntos porcentuales.

Los resultados obtenidos en la presente investigación evidencian que el diseño del diagrama de perforación y voladura constituye un factor determinante en el desempeño del avance y en el control geométrico de excavaciones subterráneas desarrolladas en macizos rocosos de calidad regular (RMR Clase III). La comparación entre la línea base y la malla de perforación propuesta permite establecer relaciones claras entre la distribución de la energía explosiva, la respuesta del macizo rocoso y los resultados operativos observados en campo.

Desde el punto de vista geomecánico, tanto el tramo base como el tramo intervenido presentan clasificaciones RMR corregidas dentro del rango 42–53, correspondientes a un macizo rocoso regular. Esta condición es relevante, ya que descarta que las mejoras observadas en el avance y en la reducción de la sobreexcavación se deban a cambios significativos en la calidad del macizo rocoso. Por el contrario, los resultados confirman que el comportamiento de la excavación está controlado principalmente por el diseño de la voladura, lo cual concuerda con los principios establecidos para excavaciones en macizos de resistencia y fracturamiento intermedios.

El modelamiento computacional de la malla de perforación original mostró una distribución de energía poco uniforme, con expansión excesiva hacia el contorno de la sección, lo que generó sobreexcavación significativa, confirmada posteriormente mediante el control topográfico. Este comportamiento es consistente con un diseño que no considera de manera adecuada la secuencia de disparo ni la disipación progresiva de la energía, situación que resulta crítica en macizos RMR Clase III, donde la estabilidad es moderada y el daño inducido por voladura puede propagarse con facilidad.

En contraste, el modelamiento de la malla de perforación propuesta evidenció una mejora sustancial en la distribución espacial y temporal de la energía explosiva, con una secuencia de detonación progresiva desde el corte hacia el contorno y una concentración controlada de energía en el núcleo central del frente. Este comportamiento se tradujo en un mejor control del contorno excavado, tal como fue verificado mediante fotogrametría ADAM, herramienta que permitió cuantificar de manera objetiva la geometría real de la excavación.

Con la finalidad de sintetizar la discusión técnica, la Tabla N.° 20 relaciona los principales componentes del diseño de voladura con su efecto sobre el control geométrico de la Rampa 898. Esta relación permite identificar cómo la distribución de tiros, la secuencia de retardos, el control de energía y la geometría Holmberg influyeron en la reducción de sobreexcavación y en la mejora del avance por disparo.

Tabla 39 Relación técnica entre diseño de voladura, distribución de energía y control geométrico

Aspecto evaluado	Malla original	Malla Holmberg propuesta	Discusión técnica
Distribución de tiros	No uniforme	Organizada por zonas funcionales	La malla propuesta diferencia arranque, cuadrantes, auxiliares, corona, tiros de caja y zapateras
Arranque	Menor eficiencia de salida	Arranque central con alivio	Mejora la generación de cara libre y reduce el confinamiento inicial
Cuadrantes	Salida poco progresiva	Salida escalonada desde el centro	Favorece la expansión ordenada de la rotura
Secuencia de retardos	Mayor superposición energética	Retardos progresivos centro–contorno	Reduce interferencia entre ondas de detonación
Distribución de energía	Mayor afectación periférica	Energía concentrada en zona central y de producción	Disminuye daño en corona, hastiales y zapateras
Control de corona	Deficiente	Controlado mediante tiros de contorno	Reduce sobrerotura superior
Control de hastiales	Deficiente	Controlado mediante tiros de caja	Mejora la regularidad lateral de la excavación
Control de zapateras	Irregular	Controlado mediante tiros inferiores	Mejora el control del piso y arrastre
Sobreexcavación promedio	31.34 %	21.88 %	Reducción de 9.46 puntos porcentuales
Avance promedio	3.16 m/disparo	3.71 m/disparo	Incremento de 0.55 m/disparo

Nota. Elaboración propia con base en el diagnóstico de línea base, el modelamiento de la malla original, el modelamiento de la malla Holmberg propuesta y los resultados topográficos obtenidos en la Rampa 898. La comparación evidencia que la reorganización geométrica de la malla, la secuencia progresiva de retardos y el control de energía en el perímetro permitieron reducir la sobreexcavación promedio de 31.34 % a 21.88 % e incrementar el avance promedio de 3.16 m/disparo a 3.71 m/disparo.

La Tabla N.° 20 evidencia que la mejora obtenida en el tramo intervenido no se explica únicamente por el aumento del número de tiros o por la modificación aislada de la carga explosiva, sino por la reorganización integral de la geometría de la malla. La aplicación del método de Holmberg permitió diferenciar técnicamente las zonas de arranque, producción y contorno, generando una salida progresiva desde el centro hacia el perímetro.

En la malla original, la distribución de energía mostró mayor afectación hacia los bordes de la sección, lo cual se relacionó con una sobreexcavación promedio de 31.34 %. En cambio, la malla propuesta concentró la energía en la zona central y de producción, reduciendo el daño en corona, hastiales y zapateras. Como resultado, la sobreexcavación promedio disminuyó a 21.88 %, equivalente a una reducción relativa de 30.20 %.

Asimismo, el avance promedio aumentó de 3.16 m/disparo a 3.71 m/disparo, lo que representa una mejora de 17.39 %. Este incremento se relaciona con una mejor eficiencia del arranque central, menor confinamiento de los tiros auxiliares y una secuencia de salida más ordenada

En síntesis, la discusión técnica confirma que la malla Holmberg propuesta permitió mejorar el desempeño de perforación y voladura en la Rampa 898. La mejora se evidencia en dos indicadores principales: el incremento del avance promedio de 3.16 m/disparo a 3.71 m/disparo y la reducción de la sobreexcavación promedio de 31.34 % a 21.88 %.

Estos resultados demuestran que la distribución funcional de tiros, la secuencia progresiva de retardos y el control de energía en corona, hastiales y zapateras permitieron obtener una excavación más cercana a la sección proyectada de 14.28 m². Por tanto, el rediseño mediante el método de Holmberg constituye una alternativa técnicamente válida para mejorar el avance operativo y el control geométrico de la Rampa 898 en la zona Sheyla

5. CONCLUSIONES

La caracterización geomecánica determinó que tanto el tramo de línea base como el intervenido presentan condiciones comparables, clasificadas como RMR Clase III (calidad regular). Esta equivalencia técnica permitió validar que las mejoras operativas se debieron estrictamente al rediseño de la malla mediante el método de Holmberg y no a variaciones favorables en la calidad del macizo rocoso

El diagnóstico de la malla original reveló deficiencias técnicas severas, registrando un avance promedio de solo 3.16 m/disparo y una sobreexcavación promedio del 31.34 % (área real de 18.76 m² frente a los 14.28 m² proyectados). Esto evidenció que el uso de diagramas de perforación genéricos o estandarizados generaba una sobrerotura sistemática y pérdidas acumuladas de sección útil.

La reorganización de la sección en zonas funcionales mediante el método de Holmberg optimizó la salida de la voladura y la secuencia de retardos. Como resultado, el avance promedio por disparo aumentó a 3.71 m/disparo (un incremento relativo del 17.39 %), demostrando un mejor aprovechamiento de la longitud perforada gracias a la eficiencia del arranque central y los cuadrantes.

El rediseño de la malla y su validación mediante fotogrametría ADAM permitieron un control efectivo de la energía explosiva en el contorno, reduciendo la sobreexcavación promedio del 31.34 % al 21.88 % (una reducción absoluta de 9.46 puntos porcentuales). Esto significó disminuir el área real excavada a 17.41 m², logrando ahorrar 1.35 m² de excavación excedente por cada metro de avance en la Rampa 898.

6. RECOMENDACIONES

En función de los resultados obtenidos y de la mejora comprobada en el avance operativo y el control de la sobreexcavación, se recomienda implementar de manera sistemática el diseño del diagrama de perforación y voladura propuesto en la zona Sheyla – Rampa 898 de la Unidad Minera San Cristóbal. La aplicación del diseño basado en el método matemático de Holmberg ha demostrado ser técnica y operativamente viable, por lo que su uso debe consolidarse como estándar para labores con características geomecánicas similares.

Considerando que el diagnóstico de la línea base evidenció elevados porcentajes de sobreexcavación y avances irregulares asociados al uso de diagramas estandarizados, se recomienda evitar la aplicación de mallas de perforación genéricas. En su lugar, se debe priorizar el diseño específico de diagramas de perforación y voladura ajustados a las condiciones reales del macizo rocoso, incorporando evaluaciones geomecánicas previas que permitan optimizar el control del contorno y reducir pérdidas de sección útil.

Asimismo, se recomienda fortalecer la capacitación del personal operativo y de supervisión en la correcta ejecución del diseño de perforación y voladura propuesto, enfatizando el trazado adecuado de la malla, el paralelismo de los taladros, la correcta longitud de perforación y el control de la carga explosiva. La adecuada ejecución en campo es fundamental para mantener los avances promedio alcanzados y asegurar la reducción sostenida de la sobreexcavación.

En relación con la simulación del diseño de perforación y voladura, se recomienda incorporar esta herramienta como parte del proceso regular de planificación de labores de preparación y desarrollo. La simulación permite evaluar previamente la distribución de la energía explosiva y anticipar posibles deficiencias del diseño, reduciendo la incertidumbre antes de su aplicación en campo y garantizando un mejor desempeño del avance operativo.

8. REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

Alfaro Sulca, R. (2016). Optimización del proceso de perforación y voladura para mejorar el avance en labores subterráneas [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio Institucional UNA.

Arana Cabrera, J. A., & Cueva Romero, J. G. (2020). Caracterización geomecánica del macizo rocoso y su influencia en el tipo de sostenimiento en labores subterráneas [Tesis de pregrado]. Universidad Privada del Norte. Repositorio Institucional.

Brady, B. H. G., & Brown, E. T. (2006). Rock mechanics for underground mining (3rd ed.). Springer.

Cahuana Quispe, J. L. (2019). Optimización del diseño de mallas de perforación y voladura en labores subterráneas de sección reducida [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco]. Repositorio Institucional UNSAAC.

Carrasco Díaz, S. (2017). Metodología de la investigación científica (3.ª ed.). San Marcos.

Chávez Vásquez, A. M. (2025). Evaluación del control de sobreexcavación en labores subterráneas mediante el rediseño de mallas de perforación y voladura [Tesis de título, Universidad Nacional de Trujillo]. Repositorio Institucional UNT.

Choque Mamani, R. E. (2021). Influencia del espaciamiento de taladros en la fragmentación de la roca en minería subterránea [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco]. Repositorio UNSAAC.

Contreras Huamán, J. E. (2023). Caracterización geomecánica del macizo rocoso para el diseño de soporte adecuado en labores subterráneas [Tesis de pregrado]. Universidad Continental. Repositorio Institucional.

Cotrado Laura, M. (2022). Caracterización geomecánica del macizo rocoso y análisis de parámetros geotécnicos [Tesis de pregrado]. Universidad Tecnológica del Perú. Repositorio Institucional.

Cruz Lazo, J. A. (2022). Evaluación del arranque en abanico en labores subterráneas y su influencia en la fragmentación de la roca [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Cajamarca]. Repositorio Institucional UNC.

Dionisio Chihuan, R. L., & Flores Barzola, E. J. (2022). Mejora del avance en galerías subterráneas mediante la optimización del diseño de perforación y voladura

[Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Centro del Perú]. Repositorio UNCP.

Flores Yupanqui, J. A. (2020). Aplicación del modelamiento y simulación de voladuras para optimizar el avance en labores subterráneas [Tesis de pregrado]. Universidad Nacional del Altiplano. Repositorio Institucional.

Gamarra Palomino, J. E. (2021). Aplicación de la fotogrametría digital para el control geométrico de labores subterráneas [Tesis de pregrado]. Universidad Nacional de Ingeniería. Repositorio Institucional.

García Lévano, P. A. (2023). Análisis de la orientación de taladros y su efecto en la estabilidad de excavaciones subterráneas [Tesis de título, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión]. Repositorio UNDAC.

Gutiérrez Salas, M. F. (2021). Análisis del arranque paralelo en el diseño de mallas de perforación y voladura en minería subterránea [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio Institucional UNI.

Hernández Sampieri, R., Fernández Collado, C., & Baptista Lucio, M. del P. (2014). Metodología de la investigación (6.ª ed.). McGraw-Hill.

Hoek, E., Kaiser, P. K., & Bawden, W. F. (1995). Support of underground excavations in hard rock. A.A. Balkema.

Holmberg, R., & Persson, P. A. (1979). Design of tunnel perimeter blast-hole patterns to prevent rock damage. Swedish Detonic Research Foundation.

Huamán Yucra, E. R. (2020). Influencia de las características geomecánicas en el diseño de mallas de perforación y voladura en minería subterránea [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio Institucional UNI.

Huayta Pari, J. L. (2020). Parámetros de diseño de mallas de perforación y voladura en labores subterráneas [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio UNA.

Huerta Cárdenas, J. L. (2021). Control geométrico de excavaciones subterráneas y su influencia en la estabilidad del macizo rocoso [Tesis de pregrado]. Universidad Nacional de Ingeniería. Repositorio Institucional.

Lévano Ríos, M. A. (2020). Evaluación de la sobreexcavación en labores subterráneas asociada al diseño de voladuras [Tesis de pregrado]. Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Repositorio Institucional.

López Mamani, A. (2021). Evaluación del diseño geométrico de mallas de perforación y su efecto en la sobreexcavación de galerías subterráneas [Tesis de

pregrado, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa]. Repositorio UNSA.

Mamani Quispe, L. H. (2020). Influencia del tipo de arranque en el avance efectivo de galerías subterráneas [Tesis de pregrado, Universidad Nacional San Luis Gonzaga de Ica]. Repositorio UNICA.

Mendoza Loayza, R. A. (2019). Evaluación del sistema ADAM para el control geométrico en minería subterránea [Tesis de pregrado]. Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Repositorio Institucional.

Ñaupas Paitán, H., Mejía Mejía, E., Novoa Ramírez, E., & Villagómez Paucar, A. (2018). Metodología de la investigación cuantitativa–cualitativa y redacción de la tesis (5.ª ed.). Ediciones de la U.

Pacheco Rojas, L. F. (2020). Uso de fotogrametría 3D para la evaluación de sobreexcavación en labores subterráneas [Tesis de pregrado]. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. Repositorio Institucional.

Paredes Huanca, R. E. (2019). Diseño y evaluación de sistemas de arranque en labores subterráneas [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Centro del Perú]. Repositorio UNCP.

Puma Quispe, A. M. (2022). Evaluación de la longitud de taladros y su influencia en el avance efectivo en rampas subterráneas [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann]. Repositorio UNJBG.

Quintana Huerta, R. L. (2021). Simulación de voladuras mediante software especializado y su influencia en el control del contorno en minería subterránea [Tesis de pregrado]. Universidad Nacional del Centro del Perú. Repositorio Institucional.

Quispe Huamán, R. E. (2019). Análisis de la sobreexcavación y su impacto en el sostenimiento de galerías subterráneas [Tesis de pregrado]. Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco. Repositorio Institucional.

Quispe Mamani, R. (2018). Optimización del diseño de perforación y voladura para mejorar el avance en labores subterráneas [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Centro del Perú]. Repositorio Institucional UNCP.

Ramos Huamán, D. A. (2017). Diseño técnico de mallas de perforación y voladura para mejorar el avance en labores subterráneas [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Mayor de San Marcos]. Repositorio Institucional UNMSM.

Ramos Quispe, H. J. (2021). Control del perfil de excavación mediante sistemas fotogramétricos en minería subterránea [Tesis de pregrado]. Universidad Nacional del Centro del Perú. Repositorio Institucional.

Rojas Quispe, C. A. (2018). Aplicación del arranque en cuña para mejorar el avance en minería subterránea [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco]. Repositorio UNSAAC.

Rojas Valdivia, M. E. (2019). Evaluación del diseño de voladuras mediante el uso del software JKSimBlast en minería subterránea [Tesis de pregrado]. Universidad Nacional de Ingeniería. Repositorio Institucional.

Salas Condori, M. E. (2022). Control del contorno en excavaciones subterráneas mediante el rediseño de mallas de perforación y voladura [Tesis de título, Universidad Tecnológica del Perú]. Repositorio UTP.

Salazar Quispe, M. A. (2022). Aplicación de técnicas de fotogrametría para la mejora del control geométrico en labores subterráneas [Tesis de título]. Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión. Repositorio Institucional.

Saldaña Abanto, L. R. (2024). Caracterización geomecánica del macizo rocoso basado en la clasificación RMR para la evaluación de la estabilidad en minería subterránea [Tesis de pregrado]. Universidad Nacional del Centro del Perú. Repositorio Institucional.

Salinas Torres, J. L. (2020). Evaluación del diámetro de perforación en el diseño de voladuras subterráneas [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio Institucional UNI.

Torres Mendoza, J. I. (2023). Análisis del avance efectivo en labores subterráneas en función del diseño de perforación y voladura [Tesis de título, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión]. Repositorio UNDAC.

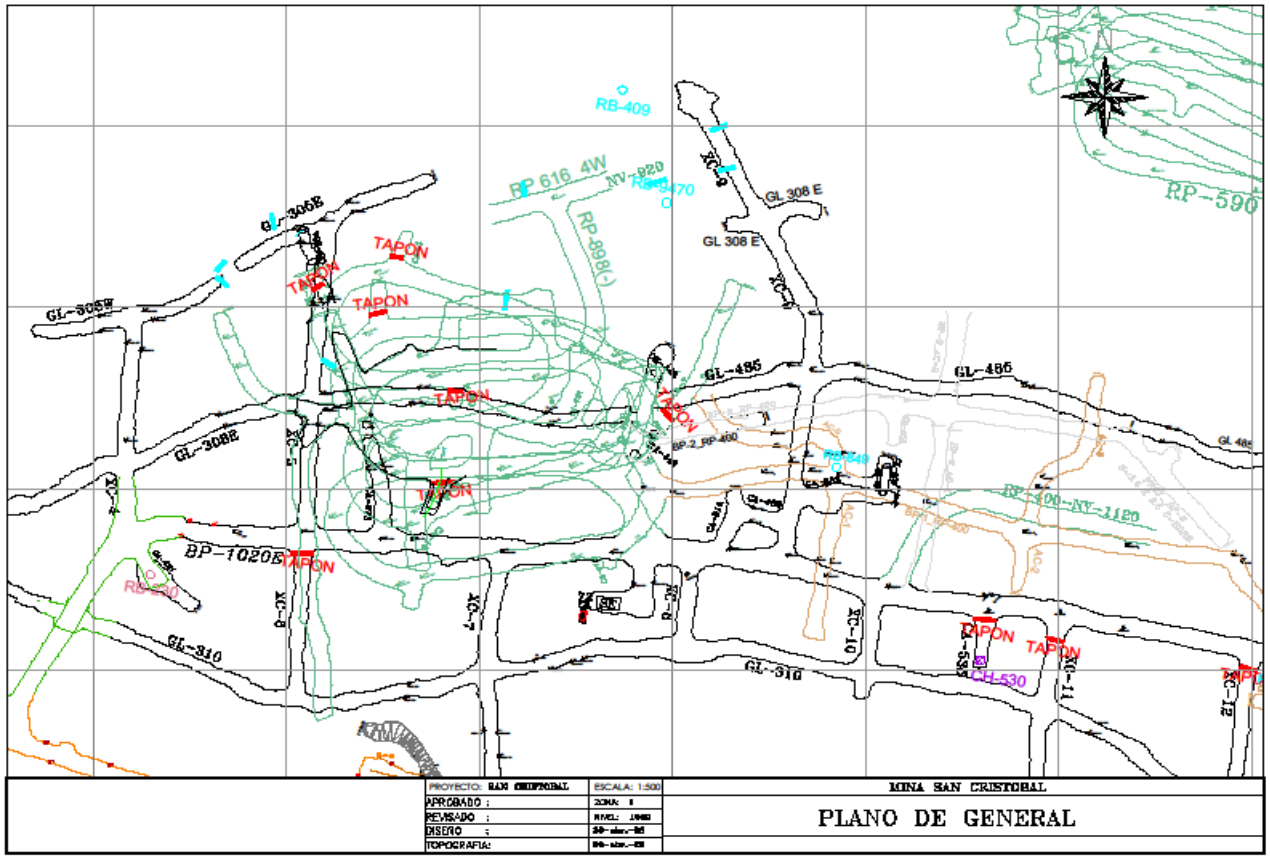
Vargas Cárdenas, H. R. (2019). Optimización de parámetros de perforación y voladura en minería subterránea [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Cajamarca]. Repositorio UNC.

Vargas Taipe, C. J. (2022). Aplicación de técnicas de control de contorno para reducir la sobreexcavación en minería subterránea [Tesis de título]. Universidad Nacional del Centro del Perú. Repositorio Institucional.

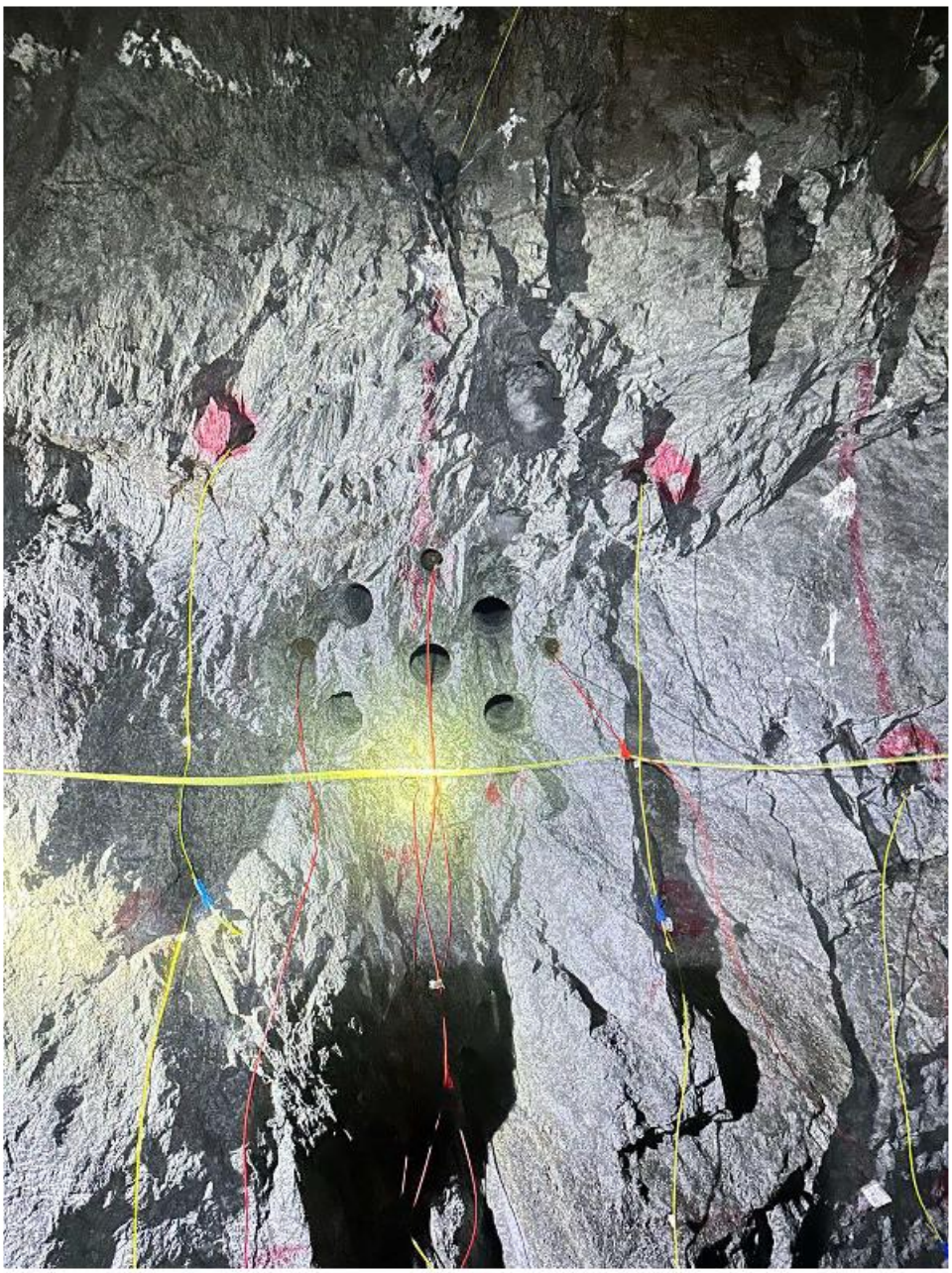
Villaescusa, E. (2014). Ground support in mining and underground construction. CRC Press.

9. ANEXOS

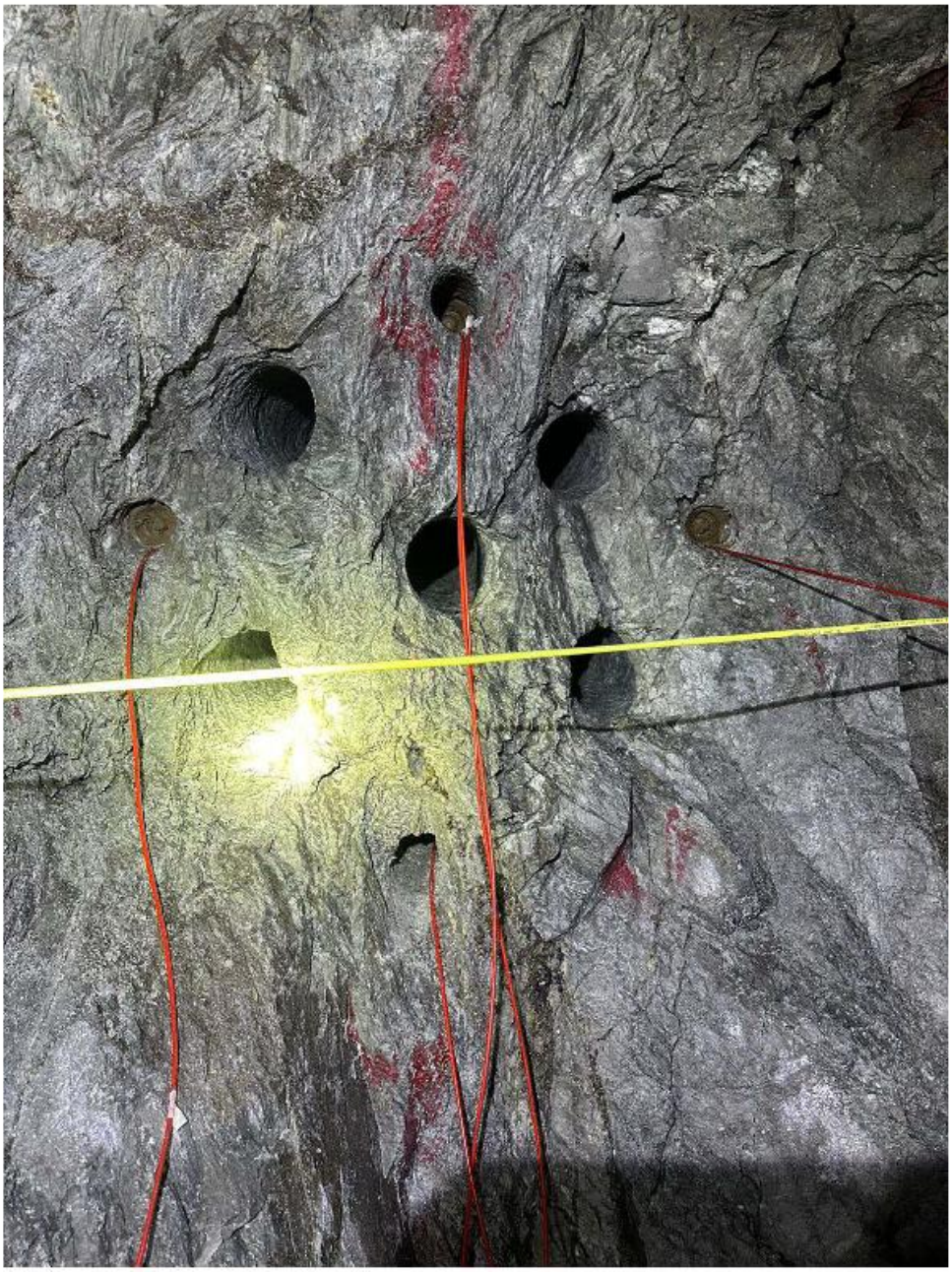
9.1.ANEXO 1: Plano de la Rampa 898(-)



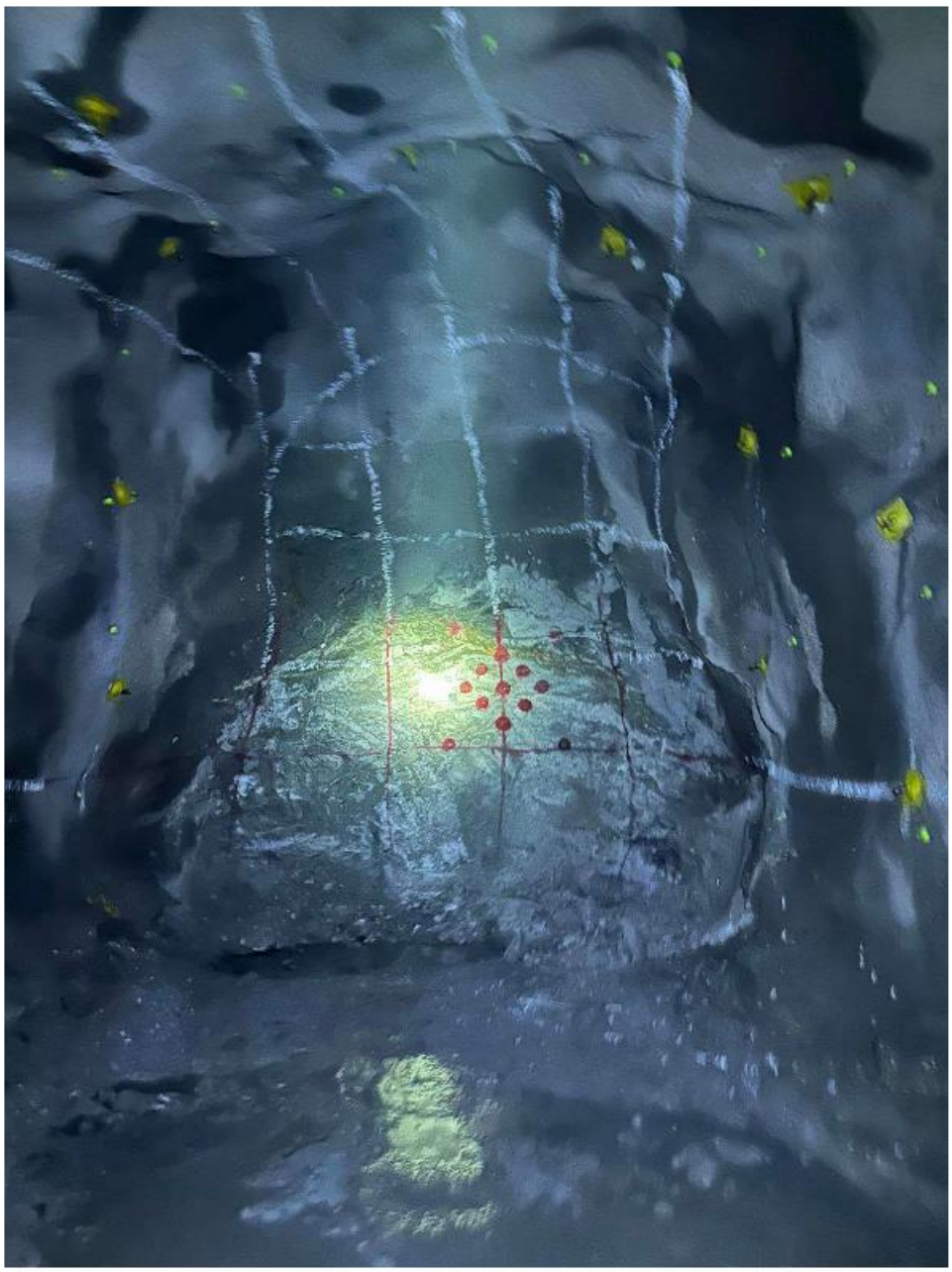
9.2.Anexo 2. Carguío de Arranques



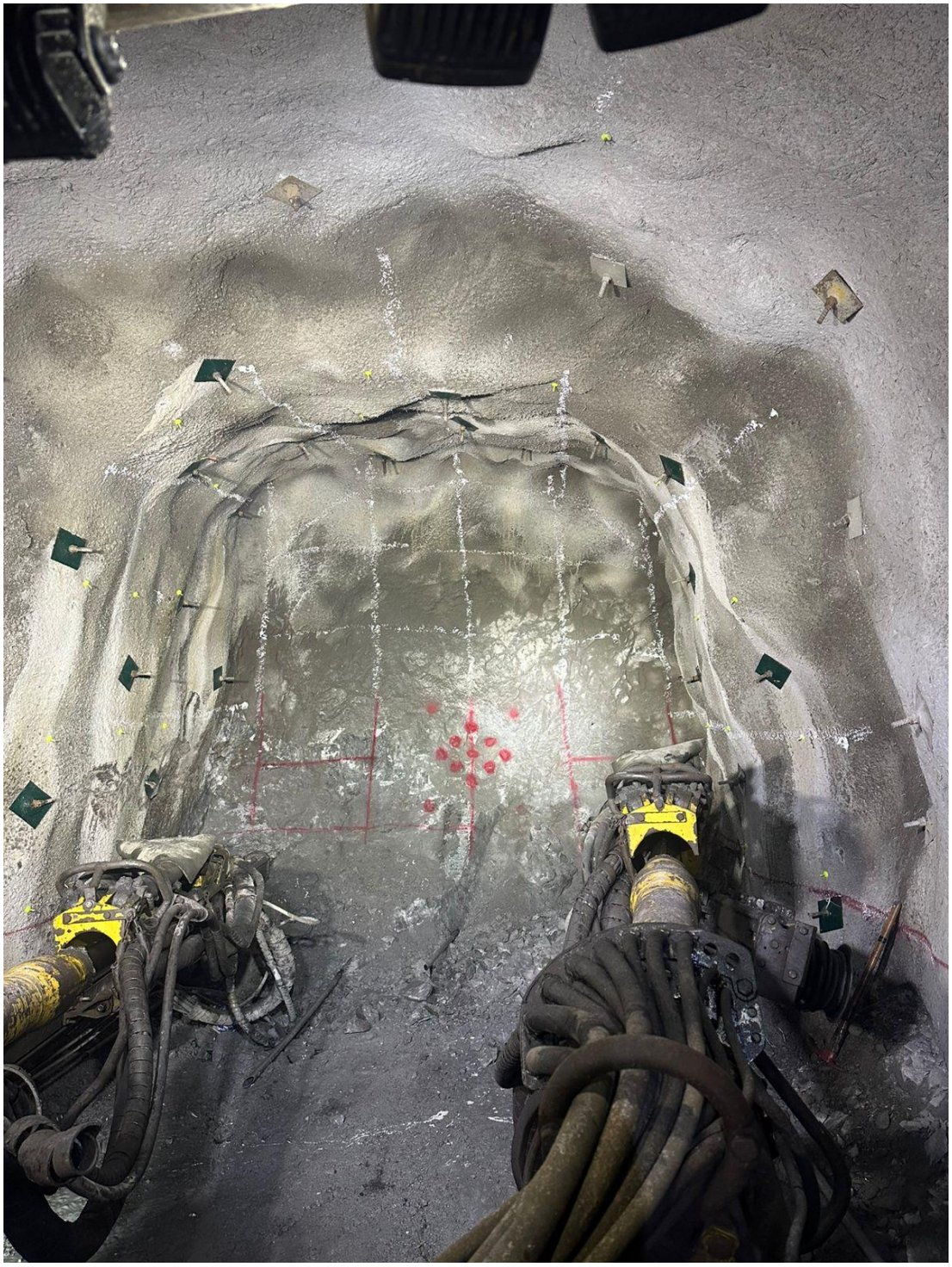
9.3.ANEXO 3. Carguío de Arranques



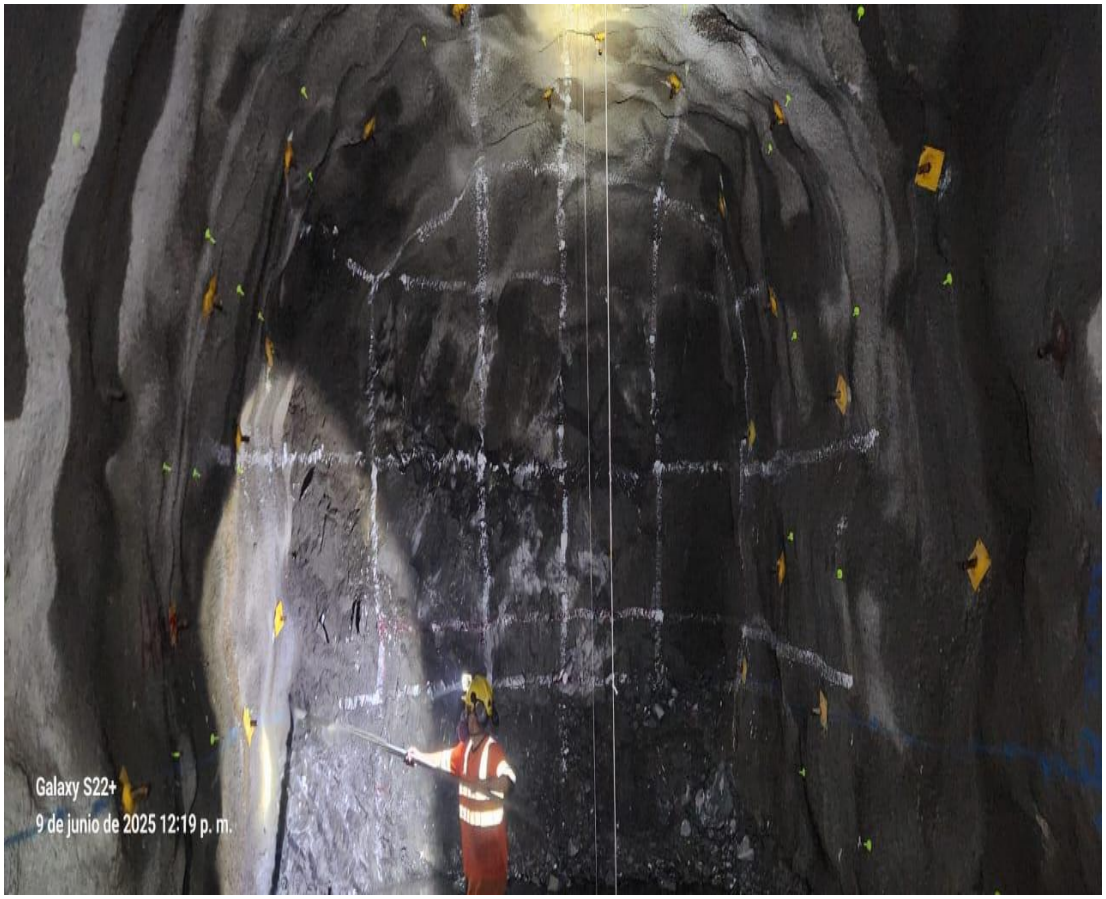
9.4.ANEXO 4. Frentes irregulares con la malla anterior



9.4.ANEXO 5. Perforación con Jumbo Boomer con la malla aplicada



9.5.ANEXO 6. Pintada de Malla de perforación en la Rampa 898(-)



UNSCH FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS Nº 35-2026-FIMGC

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

En la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, en la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **Resolución Decanal No 165-2026-FIMGC-D**, a los **doce días del mes de junio de 2026**, siendo las **4:16 p.m.**, reunidos en la **Sala de Exposiciones y Oficinas "Fernando Romero Pintado" - (UNSCH)**, bajo la presidencia del **MSc. José Ernesto ESTRADA CARDENAS**, y los miembros: **Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO**, **Dr. Jaime Alberto HUAMAN MONTES** y **Ing. Victor Félix FLORES MORENO**, actuando como secretario docente el **Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNANDEZ**, para proceder a la sustentación de tesis para optar el **Título Profesional de Ingeniero de Minas**, del Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas:

RONALD HEDER PALOMINO NAVEROS

Quien presentó la tesis denominada:

Diagnóstico y propuesta de diseño de diagramas de perforación y voladura para mejorar el avance en la zona Sheyla Rampa 898 de la unidad minera San Cristóbal 2025

Los señores miembros del jurado luego de expuesta la tesis y absueltas las preguntas, deliberaron y declararon:

Aprobado con 16 (dieciseis)

Siendo las **5:22 p.m.** del día **12 de junio del 2026**, culmina el acto de sustentación de tesis, y en conformidad de lo actuado los miembros del jurado firmamos al pie del presente.

MSc. José Ernesto ESTRADA CARDENAS
Presidente

Ing. Victor Félix FLORES MORENO
Miembro

Dr. Jaime Alberto HUAMAN MONTES
Miembro - Asesor

Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNANDEZ
Secretario docente de la FIMGC

FACULTAD DE INGENIERÍA
DE MINAS Y CIVIL
Av. Independencia S/N
Ciudad Universitaria
Central Tel. 066 312510
Anexo 151

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

El que suscribe; en mi calidad de Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación y encargado de certificar la originalidad de la tesis abajo indicado y por lo tanto responsable verificador de originalidad de trabajo de tesis de pregrado en primera instancia, en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N°039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación UNSCH, deja constancia que:

- Apellidos y Nombres del Bach. : PALOMINO NAVEROS, Ronald Heder
- Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Título de la Tesis : Diagnóstico y propuesta de diseño de diagramas de perforación y voladura para mejorar el avance en la zona Sheyla Rampa 898 de la unidad minera San Cristóbal 2025
- Evaluación de la originalidad : 16% de similitud

Por tanto, según los artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, **es procedente la constancia de originalidad** para los fines que crea conveniente.

Ayacucho, 04 de agosto de 2026



MBA Ing° Leonil Fernando Quispe Aronés
Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación

Diagnóstico y propuesta de diseño de diagramas de perforación y voladura para mejorar el avance en la zona Sheyla Rampa 898 de la unidad minera San Cristóbal 2025

por Ronald Heder PALOMINO NAVEROS

Fecha de entrega: 04-ago-2026 08:10p. m. (UTC-0500)
Identificador de la entrega: 3008259467
Nombre del archivo: Tesis_Ronald_Heder_Palomino_Naveros_final.pdf (4.73M)
Total de palabras: 39651
Total de caracteres: 228841

Diagnóstico y propuesta de diseño de diagramas de perforación y voladura para mejorar el avance en la zona Sheyla Rampa 898 de la unidad minera San Cristóbal 2025

INFORME DE ORIGINALIDAD

16%	15%	3%	5%
INDICE DE SIMILITUD	FUENTES DE INTERNET	PUBLICACIONES	TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	repositorio.unab.cl Fuente de Internet	7%
2	core.ac.uk Fuente de Internet	1%
3	Submitted to Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurimac Trabajo del estudiante	1%
4	Submitted to Universidad Tecnologica del Peru Trabajo del estudiante	<1%
5	repositorio.unsch.edu.pe Fuente de Internet	<1%
6	hdl.handle.net Fuente de Internet	<1%
7	dspace.espoch.edu.ec Fuente de Internet	<1%
8	Submitted to Instituto Superior de Artes, Ciencias y Comunicación IACC Trabajo del estudiante	<1%
9	Submitted to Universidad Nacional de Ingenieria Trabajo del estudiante	<1%
10	Submitted to Universidad Continental Trabajo del estudiante	<1%
11	repositorio.ucsm.edu.pe Fuente de Internet	<1%
12	repositorio.unap.edu.pe Fuente de Internet	<1%
13	repositorio.unsaac.edu.pe Fuente de Internet	<1%
14	alicia.concytec.gob.pe Fuente de Internet	<1%

15	Miranda Miranda, Denis Alex. "Caracterización geomecánica para el sostenimiento en el by Pass370NE de la Minera Águilas – CIEMSA", Universidad Nacional del Altiplano de Puno (Peru), 2025 Publicación	<1 %
16	Submitted to Universidad Católica de Santa María Trabajo del estudiante	<1 %
17	Submitted to Universidad Autónoma de Bucaramanga,UNAB Trabajo del estudiante	<1 %
18	Submitted to UC - Semipresencial / A distancia Trabajo del estudiante	<1 %
19	vbook.pub Fuente de Internet	<1 %
20	editorialjogb.com Fuente de Internet	<1 %
21	Submitted to Universidad Nacional de Cajamarca Trabajo del estudiante	<1 %
22	Submitted to unsaac Trabajo del estudiante	<1 %
23	1library.co Fuente de Internet	<1 %
24	Submitted to Universidad Nacional del Centro del Peru Trabajo del estudiante	<1 %
25	repositorio.uni.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
26	Submitted to Docentes Trabajo del estudiante	<1 %
27	repositorio.unam.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
28	SNC LAVALIN PERU S.A.. "Modificación del Plan de Cierre de Minas de la Unidad Minera Pozo Rico-IGA0005184", R.D. N° 199-2019/MINEM-DGAAM, 2020 Publicación	<1 %
29	www.revistagastroenterologiamexico.org Fuente de Internet	<1 %
30	Submitted to Universidad Andina Nestor Caceres Velasquez Trabajo del estudiante	<1 %

31	Submitted to Universidad Politécnica del Perú Trabajo del estudiante	<1 %
32	repositorio.unh.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
33	Submitted to uncedu Trabajo del estudiante	<1 %
34	www.coursehero.com Fuente de Internet	<1 %
35	repositorio.continental.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
36	repositorio.unasam.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
37	repositorio.uncp.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
38	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Trabajo del estudiante	<1 %
39	camjol.info Fuente de Internet	<1 %
40	dspace.unl.edu.ec Fuente de Internet	<1 %
41	es.scribd.com Fuente de Internet	<1 %
42	repositorioacademico.upc.edu.pe Fuente de Internet	<1 %

Excluir citas	Activo	Excluir coincidencias	< 30 words
Excluir bibliografía	Activo		