

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



T E S I S

Análisis de vibraciones para controlar la sobrerotura, minimizar el daño al macizo rocoso y reducir los costos de sostenimiento – Veta Carmen Norte 3 –

Unidad Minera el Porvenir

Para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor:

Bach. Juanito Johan LOYOLA VICTORIO

Asesor:

Mg. Wilfried Bryan PEREZ PARRAGUEZ

Cerro De Pasco – Perú – 2026

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



T E S I S

Análisis de vibraciones para controlar la sobrerotura, minimizar el daño al macizo rocoso y reducir los costos de sostenimiento – Veta Carmen Norte 3 –

Unidad Minera el Porvenir

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Mg. Edwin Elías SANCHEZ ESPINOZA
PRESIDENTE

Mg. David Odon SOSA POMA
MIEMBRO

Mg. Manuel Mayer CARHUARICRA RIVERA
MIEMBRO



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

Facultad de Ingeniería de Minas

Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas

"Año de la Esperanza y el Fortalecimiento de la Democracia"



INFORME DE ORIGINALIDAD N° 007-2026

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión ha realizado el análisis con exclusiones en el Software Turnitin Originality, que a continuación se detalla:

Presentado por:

Bach. LOYOLA VICTORIO, Juanito Johan

Escuela de Formación Profesional
Ingeniería de Minas

Tipo de trabajo:
Tesis

Título del trabajo:

**“Análisis de Vibraciones para Controlar la Sobrerotura,
Minimizar el Daño al Macizo Rocoso y Reducir los Costos de
Sostenimiento – Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera el
Porvenir”**

Asesor:

Mg. Wilfried Bryan, PEREZ PARRAGUEZ

Índice de Similitud: 8 %

Calificativo

APROBADO

Se adjunta al presente el informe y el reporte de evaluación del software similitud.

Cerro de Pasco, 30 de abril de 2026



Firmado digitalmente por
FERNANDEZ MALLQUI Raul FAU
20154605046 soft
Motivo: Soy el autor del documento
Fecha: 30.04.2026 16:34:32 -05:00

DEDICATORIA

A mi padre Juan, LOYOLA CALDERON y a mi madre Nancy, VICTORIO MENDOZA y a mis hermanos, por todo el apoyo moral, emocional y económico que me brindaron a lo largo de esta etapa, tanto en lo profesional como personal.

Con profundo cariño y gratitud, les dedico este proyecto de investigación.

AGRADECIMIENTO

Quiero empezar agradeciendo a Dios por permitirme alcanzar mis metas personales y profesionales. Gratitud a mis padres y hermanos, por haberme respaldado sin condiciones en este período trascendental de mi vida.

Extiendo mi sincero agradecimiento a la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión por acogerme y brindarme las herramientas necesarias para ingresar al mundo profesional. Asimismo, valoro enormemente la dedicación de todos los docentes que me guiaron a lo largo de estos años.

Finalmente, agradezco a la gerencia de la empresa Especializada IESA S.A., especialmente al área de costos y voladura, por brindarme la oportunidad de desarrollar el presente trabajo y contribuir a mi formación profesional.

RESUMEN

Durante las operaciones mineras subterráneas en la Unidad Minera el Porvenir, ejecutadas por la empresa IESA S.A., se identificó la ausencia de un programa de monitoreo de vibraciones generadas por voladuras, herramienta fundamental para registrar, analizar y evaluar las ondas sísmicas y los niveles de vibración producidos durante las detonaciones. La falta de este control se reflejó en problemas de sobrerotura y sobreexcavación en las labores de avance de la Veta Carmen Norte 3, ocasionando secciones sobredimensionadas respecto al diseño, incremento del área a sostener, mayor consumo de materiales de sostenimiento y, en consecuencia, pérdidas económicas significativas.

La finalidad del presente estudio fue evaluar la influencia de las vibraciones inducidas por voladura en la sobrerotura y los costos de sostenimiento, mediante el análisis de la velocidad pico de partícula (PPV) registrada con equipos llamado geófonos. Se aplicó una metodología cuantitativa y aplicada, basada en modelos de propagación de ondas, análisis empírico de campo y criterios normativos de control vibratorio.

Los resultados que se obtuvieron evidenciaron que la malla de perforación y voladura típica inicialmente usada, no contemplaba más detalles de la geología, tipo de roca y litología de la zona, ya que la malla diseñada era para labores en horizontal, pero el proyecto de la labor contempla una pendiente de (+13%) y la cantidad de explosivo no era la ideal para el tipo de terreno. Ante ello se planteó un nuevo diseño de malla de perforación y voladura ajustada. Orientado a controlar la sobrerotura y sobreexcavación, mantenimiento una sección más controlada al proyecto, la aplicación de este nuevo diseño permitió reducir las pérdidas económicas de \$2,371.17 (S/. 8,602.60) a \$1,101.71 (S/. 3,997.00), lo que representa una disminución del 53.5% en los costos de sostenimiento.

Se concluye que el análisis de vibraciones constituye una herramienta predictiva y correctiva esencial para el control del proceso de voladura, al permitir optimizar el diseño de

mallas de perforación y voladura, ajustar la carga explosiva por frente y minimizar los efectos no deseados sobre el macizo rocoso. Esta estrategia contribuye a un mayor control operativo, eficiencia económica y sostenibilidad técnica dentro del ciclo de minado subterráneo.

Palabras claves: Vibraciones por voladuras, macizo rocoso, velocidad pico partícula, control de la sobrerotura y sobreexcavación, costos de sostenimiento.

ABSTRACT

During underground mining operations at the El Porvenir Mining Unit, carried out by IESA S.A., the absence of a vibration monitoring program for blasting was identified. This program is a fundamental tool for recording, analyzing, and evaluating seismic waves and vibration levels produced during detonations. The lack of this monitoring resulted in overbreak and over-excavation problems in the Carmen Norte 3 Vein development, causing sections that were oversized compared to the design, an increased area requiring support, greater consumption of support materials, and consequently, significant economic losses.

This study aimed to evaluate the influence of blast-induced vibrations on overbreak and support costs by analyzing peak particle velocity (PPV) recorded with geophones. A quantitative and applied methodology was used, based on wave propagation models, empirical field analysis, and regulatory criteria for vibration control.

The results obtained showed that the typical drilling and blasting pattern initially used did not take into account the geology, rock type, and lithology of the area, since the pattern was designed for horizontal work, but the project included a slope of (+13%), and the amount of explosive was not ideal for the type of terrain. Therefore, a new, adjusted drilling and blasting pattern design was proposed. Aimed at controlling overbreak and over-excavation, and maintaining a more controlled section for the project, the application of this new design reduced economic losses from \$2,371.17 (S/. 8,602.60) to \$1,101.71 (S/. 3,997.00), representing a 53.5% decrease in support costs.

It is concluded that vibration analysis is an essential predictive and corrective tool for controlling the blasting process, allowing for the optimization of drilling and blasting pattern design, adjustment of the explosive charge per face, and minimization of unwanted effects on the rock mass. This strategy contributes to greater operational control, economic efficiency, and technical sustainability within the underground mining cycle.

Keywords: Blasting vibrations, rock mass, peak particle velocity, overbreak and over-excavation control, ground support costs.

INTRODUCCIÓN

En la industria minera, el uso de explosivos continúa siendo uno de los métodos más eficientes y económicos para la excavación de labores. No obstante, durante el proceso de detonación, la liberación de energía genera inevitablemente la propagación de ondas sísmicas (vibraciones) a través del macizo rocoso, así como también ondas aéreas que se transmiten por la atmósfera circundante.

Una de las principales consecuencias no deseadas de la generación de vibraciones es el daño estructural en el macizo rocoso circundante (daño inducido), el cual se manifiesta mediante la creación de nuevas fracturas, la ampliación de fracturas preexistentes y la perturbación de la estabilidad del terreno. Esto conlleva a una mayor sobrerotura y sobreexcavación respecto al diseño original, así como a un incremento en los costos unitarios de sostenimiento y de las actividades subsecuentes del ciclo de minado.

Uno de los parámetros principales para la generación de sobreexcavación, es el impacto sísmico de las voladuras, representando por la Velocidad Pico de Partícula (PPV, por sus siglas en inglés). El cual representa la velocidad máxima a la que una partícula del macizo rocoso vibra como resultado de las ondas sísmicas generadas por la detonación. Diversos estudios han demostrado que niveles elevados de PPV están directamente relacionados con el daño en la roca adyacente al taladro cargado con explosivo, lo que incrementa la probabilidad de generar sobrerotura y sobreexcavación más allá del perfil de diseño. En este contexto, la reducción de la amplitud de las ondas generadas durante la detonación y fragmentación del macizo rocoso es fundamental para minimizar el deterioro estructural de la roca circundante. Esto contribuye a optimizar los costos operativos, mantener la estabilidad del entorno excavado y garantizar condiciones seguras durante las operaciones.

A pesar de su importancia, en muchas operaciones mineras subterráneas el monitoreo y análisis de las vibraciones generados por las voladuras no son ejecutadas, así como el control

crítico del PPV sigue siendo limitado o ineficaces, lo que da lugar a un manejo poco preciso de poder cuantificar los daños generados al macizo rocoso.

En consecuencia, el propósito de esta investigación es examinar los niveles de vibración producidos durante la voladura y su efecto en el macizo rocoso, evaluando su relación con la sobrerotura y la sobreexcavación que se traduce en sobredimensionamiento de las labores y el aumento de los costos en los materiales de sostenimiento, horas equipo y mano de obra durante la actividad de sostenimiento.

ÍNDICE

Página

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCIÓN

ÍNDICE

ÍNDICE DE FIGURAS

ÍNDICE DE TABLAS

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema	1
1.2. Delimitación de la investigación	2
1.2.1. Delimitación espacial	2
1.2.2. Delimitación temporal	2
1.3. Formulación del problema.....	3
1.3.1. Problema general	3
1.3.2. Problemas específicos.....	3
1.4. Formulación de objetivos	3
1.4.1. Objetivo general	3
1.4.2. Objetivos específicos	3
1.5. Justificación de la Investigación.....	4
1.6. Limitaciones de la investigación	5

CAPÍTULO II
MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio	30
2.1.1. Antecedentes de estudios internacionales.....	30
2.1.2. Antecedentes de Estudio Nacionales	31
2.2. Bases teóricas – científicas	33
2.2.1. Minería Subterránea	33
2.2.2. Métodos Explotación Subterránea Unidad Minera el Porvenir	34
2.2.3. Ciclo de minado.....	38
2.2.4. Fundamento Teórico de las Vibraciones	62
2.2.5. Generación de Vibraciones por Voladuras	69
2.2.6. Modelos de Predicción de Vibraciones.	69
2.2.7. Modelos de Propagación de Vibraciones	69
2.2.8. Modelo de Campo lejano.....	71
2.2.9. Criterio de la velocidad pico partícula crítica (PPVC).....	77
2.2.10. Comportamiento Campo Cercano versus Campo Lejano	80
2.2.11. Análisis de PPV mediante el software JKSimBlast.....	80
2.2.12. Instrumentación sísmica en voladuras	84
2.2.13. Técnicas para el monitoreo y registro de vibraciones	87
2.2.14. Software Blastware para el Análisis de Vibraciones.....	87
2.2.15. Fundamentos Matemáticos y Ecuaciones Empleados	88
2.2.16. Normas para el control de las vibraciones.....	93
2.3. Definición de términos básicos	98
2.4. Formulación de hipótesis.....	101
2.4.1. Hipótesis general	101

2.4.2. Hipótesis específico	101
2.5. Identificación de variables.....	102
2.5.1. Variable independiente	102
2.5.2. Variable dependiente	102
2.5.3. Variable interviniente	102
2.6. Definición operacional de variables e indicadores	102

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación	105
3.2. Nivel de Investigación.....	106
3.3. Método de Investigación	106
3.4. Diseño de Investigación	106
3.5. Población y muestra	107
3.5.1. Población	107
3.5.2. Muestra	107
3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos	107
3.7. Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación.....	108
3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos.....	109
3.9. Tratamiento estadístico.....	110
3.10. Orientación ética filosófica y epistémica	111

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo	112
4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados.....	114
4.2.1. Datos Generales	114

4.2.2. Datos Geomecánicos	114
4.2.3. Registro de voladuras realizadas malla P&V estándar	118
4.2.4. Secuencia de voladuras – valorización marzo	120
4.2.5. Costos de sostenimiento – sostenimiento marzo	121
4.2.6. Cálculo pérdida económica – sostenimiento marzo	124
4.2.7. Modificación Valores malla perforación y voladura Propuesta	125
4.2.8. Propuesta de cambio diseño de malla de perforación y voladura, secuenciamiento, distribución de explosivos.	125
4.2.9. Evaluación de la nueva malla de P&V ajustada	145
4.2.10. Secuencia de voladuras – valorización mayo	150
4.2.11. Análisis de sostenimiento nueva de P&V ajustada	152
4.2.12. Resultados Finales Nueva Malla P&V Ajustada	154
4.2.13. Impacto Económico de la Nueva Malla P&V Ajustada	160
4.3. Prueba de Hipótesis	164
4.4. Discusión de resultados	167

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ANEXOS

ÍNDICE DE FIGURAS

	Página
Figura 1 Ruta desde lima hacia la Unidad Minera el Porvenir.	6
Figura 2 Mapa Geográfico de la Unidad Minera el Porvenir.	7
Figura 3 Rango promedio de temperatura y precipitación por mes.	8
Figura 4 Mapa de ubicación del Cuadrángulo de Cerro de Pasco (22-k).	9
Figura 5 Representación de la Columna estratigráfica.	10
Figura 6 Geología regional – Unidad Minera el Porvenir.	12
Figura 7 Secciones Geológicas – Unidad Minera el Porvenir.	15
Figura 8 Columna estratigráfica del Complejo Pasco – Milpo – Atacocha.	17
Figura 9 Vista isométrica geología distrital – Unidad Minera el Porvenir.	18
Figura 10 Sección A-A´, mirando al este con orientación NS.	18
Figura 11 Sección B-B´ (zona Atacocha).	19
Figura 12 Sección C-C´ (zona Porvenir).	19
Figura 13 Principales fallas de la Unidad Minera el Porvenir – Atacocha.	20
Figura 14 Principales cuerpos mineralizados Milpo – Atacocha.	22
Figura 15 Esquema de recuperación de testigos.	24
Figura 16 Cartilla geomecánica mina el Porvenir.	29
Figura 18 Método de explotación Corte y relleno ascendente (CAF).	35
Figura 19 Método de minería de corte y relleno – Secciones.	35
Figura 20 Ciclo de preparación Sub Level Stoping con taladros largos.	36
Figura 21 Sub Level Stoping con taladros largos – SLS.	37
Figura 22 Ciclo de minado Unidad Minera el Porvenir.	38
Figura 23 Fundamentos de la perforación rotopercutiva.	39
Figura 24 Principales componente de Jumbo Boomer SID.	40

Figura 25 <i>Dimensiones técnicas de Jumbo Boomer SID.</i>	41
Figura 26 <i>Explosivo Anfo – Amex.</i>	42
Figura 27 <i>Senatel Magnafrac.</i>	43
Figura 28 <i>Senatel Pulsar.</i>	43
Figura 29 <i>Cordón detonante.</i>	44
Figura 30 <i>Detonador Carmex.</i>	45
Figura 31 <i>Detonado no electico Exel MS.</i>	46
Figura 32 <i>Detonado no electico Exel LP.</i>	47
Figura 33 <i>Serie de mangas de ventilación que proporcionan aire fresco.</i>	49
Figura 34 <i>Monitoreo de gases antes del ingreso a una labor.</i>	50
Figura 35 <i>Scooptram Caterpillar modelo R1600H.</i>	52
Figura 36 <i>Dimensiones técnicas Scooptram Caterpillar - R1600H.</i>	52
Figura 37 <i>Limpieza y acarreo en la Unidad Minera el Porvenir.</i>	53
Figura 38 <i>Desate de rocas mecanizado, con equipo Scaler.</i>	54
Figura 39 <i>Espesor de Shotcrete</i>	56
Figura 40 <i>Concreto proyectado.</i>	57
Figura 41 <i>Ábaco determinación la longitud de anclaje por tipo excavación.</i>	58
Figura 42 <i>Tiempo de auto sostenimiento segun RMR (Bieniawski 1989).</i>	59
Figura 43 <i>Jumbo emperador, sosteniendo labor.</i>	59
Figura 44 <i>Estándar de especificación técnica.</i>	60
Figura 45 <i>Estándar de malla de sacrificio.</i>	61
Figura 46 <i>Ondas de compresión (primarias o P).</i>	63
Figura 47 <i>Ondas de cizallamiento (secundarias o S).</i>	64
Figura 48 <i>Comportamiento de las Ondas Love.</i>	65
Figura 49 <i>Comportamiento de las Ondas Rayleigh.</i>	66

Figura 50 <i>Historial de tiempo de vibraciones.</i>	67
Figura 51 <i>Desplazamiento de una onda.</i>	67
Figura 52 <i>Comportamiento de una frecuencia.</i>	67
Figura 53 <i>Parámetros Holmberg y Persson modelación de atenuación PPV.</i>	75
Figura 54 <i>Comportamiento del campo cercano versus lejano.</i>	80
Figura 55 <i>Interfaz del modelo 2D FACE – software JKSimBlast.</i>	82
Figura 56 <i>Modelamiento de la ecuación Holmberg y Persson - JKSimBlast.</i>	83
Figura 57 <i>Relación masa de carga detonada vs tiempo detonación.</i>	84
Figura 58 <i>Sismógrafo de registro marca instancel.</i>	85
Figura 59 <i>Funcionamiento de un geófono electromagnético.</i>	85
Figura 60 <i>Esquema de medida y registro de las vibraciones.</i>	86
Figura 61 <i>Descarga de la información Sismógrafo hacia el ordenador.</i>	88
Figura 62 <i>Sección programada versus la sección real.</i>	92
Figura 63 <i>Representación gráfica de la norma USBM RI8507.</i>	97
Figura 17 <i>Diseño de corte quemado para el arranque.</i>	99
Figura 64 <i>Promedio de Sobrerotura por tipo de labor año 2024 y 2025.</i>	113
Figura 65 <i>Análisis de la resistencia de roca caliza.</i>	115
Figura 66 <i>Plano geomecánica y recomendación geomecánico de la labor NV. 3910(-160) - CN3 AC 161.</i>	117
Figura 67 <i>Estándar de malla de perforación y voladura.</i>	118
Figura 68 <i>Estándar de malla de carguío respecto al carguío del frente.</i>	118
Figura 69 <i>Ubicación del geófono en la labor CN3 AC 161.</i>	119
Figura 70 <i>Sobrerotura y sobreexcavación labor CN3 AC 161.</i>	121
Figura 71 <i>Plano en vista en sección A – A' labor CN3 AC 161.</i>	122
Figura 72 <i>Valorización de sostenimiento marzo 2025.</i>	122

Figura 73 <i>Consumo de materiales real para 14.4 metros de avance.</i>	123
Figura 74 <i>Sostenimiento Valorizado Vs Real instalado mina – marzo 2025.</i>	123
Figura 75 <i>Pérdida económica por sobredimensionada mes marzo.</i>	124
Figura 76 <i>Propuesta diseño malla P&V sección 4.5m x 4.5m.</i>	142
Figura 77 <i>Modificado diseño malla perforación sección 4.5m x 4.5m.</i>	143
Figura 78 <i>Modelo de Atenuación Anfo Amex.</i>	147
Figura 79 <i>Modelo de Atenuación Senatel Pulsar.</i>	147
Figura 80 <i>Modelo de Atenuación Senatel Magnafrac.</i>	147
Figura 81 <i>Diseño nueva malla de P&V ajustada – JKSimBlast.</i>	149
Figura 82 <i>Secuencia de carguío nueva malla de P&V ajustada.</i>	149
Figura 83 <i>Distribución de energía explosiva optima – JKSimBlast.</i>	149
Figura 84 <i>Simulación Holmberg and Persson - nueva malla P&V ajustada.</i>	150
Figura 85 <i>Análisis de Sobrerotura y sobreexcavación labor CN3 AC 161.</i>	151
Figura 86 <i>Plano topográfico de la labor CN3 AC 161 – mayo 2025.</i>	151
Figura 87 <i>Valorización de sostenimiento mayo 2025.</i>	152
Figura 88 <i>Consumo de material de sostenimiento Valorizado Vs Real.</i>	153
Figura 89 <i>Pérdida económica con nueva malla de perforación mes mayo.</i>	153
Figura 90 <i>Promedio de sobrerotura y sobreexcavación con la malla de P&V propuesta.</i> ..	157
Figura 91 <i>Comparación de la sobrerotura y sobreexcavación, después de aplicado modelo de malla P&V ajustada.</i>	158
Figura 92 <i>Datos históricos Avance vs. sobrerotura y la comparación después de aplicado modelo de malla P&V ajustada.</i>	159
Figura 93 <i>Perdida económica marzo vs. mayo 2025.</i>	161
Figura 94 <i>Proyección acumulada y simulada referente al año 2025.</i>	163

ÍNDICE DE TABLAS

	Página
Tabla 1 <i>Recorrido a la Unidad Minera el Porvenir.</i>	6
Tabla 2 <i>Clasificación del índice de calidad RQD%.</i>	24
Tabla 3 <i>Clasificación del Índice RMR según Bieniawski (1976).</i>	26
Tabla 4 <i>Clasificación Rock Mass Rating El Porvenir (RMR89).</i>	26
Tabla 5 <i>Índice Barton (Q, 1974).</i>	27
Tabla 6 <i>Dimensiones Principales del Jumbo Boomer SID.</i>	40
Tabla 7 <i>Propiedades Técnicas – Anfo Amex.</i>	42
Tabla 8 <i>Propiedades Técnicas – Magnafrac.</i>	43
Tabla 9 <i>Propiedades Técnicas – Pulsar.</i>	44
Tabla 10 <i>Propiedades Técnicas – Cordtex.</i>	45
Tabla 11 <i>Propiedades Técnicas – Exel MS.</i>	46
Tabla 12 <i>Propiedades Técnicas – Exel LP.</i>	47
Tabla 13 <i>Rangos de tiempos de retardo.</i>	48
Tabla 14 <i>Límites máximos permisibles de exposición a agentes químicos.</i>	50
Tabla 15 <i>Secciones típicas de la unidad minera Porvenir.</i>	53
Tabla 16 <i>Ecuaciones empíricas para predecir los niveles de PPV (mm/s).</i>	70
Tabla 17 <i>Ecuaciones para hallar distancia escalar.</i>	72
Tabla 18 <i>Caso de estudio, Validación del método propuesto</i>	77
Tabla 19 <i>Propiedades físicas del macizo rocoso.</i>	78
Tabla 20 <i>Estimación PPV critica teórica según el tipo de roca.</i>	79
Tabla 21 <i>Velocidad pico partícula según nivel de fracturamiento.</i>	80
Tabla 22 <i>Fundamento practico de un geófono.</i>	86
Tabla 23 <i>Factor de corrección.</i>	88

Tabla 24 Índice de daños por explosión (BDI).	90
Tabla 25 Normas internacionales de vibraciones según cada país.	94
Tabla 26 Norma internacional alemana DIN 4150.	95
Tabla 27 Rangos de velocidad de partícula según la Norma USBM.	97
Tabla 28 Técnicas de recolección de datos del presente estudio.	108
Tabla 29 Promedio sobrerotura y sobreexcavación año 2024 y 2025.	113
Tabla 30 Datos generales de la labor CN3 AC 161.	114
Tabla 31 Datos geomecánicos de la labor CN3 AC 161.	114
Tabla 32 Clasificación Rock Mass Rating El Porvenir (RMR89).	114
Tabla 33 Determinación de las propiedades de la roca intacta.	115
Tabla 34 Propiedades del macizo rocoso,	116
Tabla 35 Caracterización geomecánica del macizo rocoso.	116
Tabla 36 Registro de disparos realizados, malla de P&V estándar.	120
Tabla 37 Disparos ejecutados labor CN3 AC 161.	120
Tabla 38 Pérdida económica respecto a la valorización marzo.	124
Tabla 39 Datos de diseño.	126
Tabla 40 Cálculo de cuadrantes aplicando ecuaciones de Roger Holmberg.	133
Tabla 41 Resumen distribución de carga explosiva para tipo de roca IIIA – Malla de P&V modificado – Longitud perforación 13pies.	144
Tabla 42 Cálculo de la velocidad de partícula crítica.	145
Tabla 43 Velocidad pico partícula crítica PPV crítico.	146
Tabla 44 Resumen de los constante modificado K y Alpha.	148
Tabla 45 Disparos ejecutados labor CN3 AC 161 - mayo.	151
Tabla 46 Pérdida económica respecto a la valorización marzo 2025.	154
Tabla 47 Resumen de los disparos realizados.	156

Tabla 48 <i>Resumen de pérdida económica y ahorro generado,</i>	160
Tabla 49 <i>Proyección acumulada y simulada año 2025.</i>	162
Tabla 50 <i>Prueba de normalidad para la hipótesis general.</i>	165
Tabla 52 <i>Prueba t para muestras independientes.</i>	167

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema

Todas las empresas mineras buscan optimizar sus procesos y reducir los costos operativos, actualmente en la Unidad Minera el Porvenir, uno de los principales problemas identificados en labores en preparación y desarrollo, es el sobredimensionamiento debido, a la sobrerotura y sobreexcavación, la cual representa un elevado costo, tanto en material de sostenimiento, horas equipo y mano de obra en las actividades de sostenimiento.

Uno de los principales factores que genera este problema es la deficiente ejecución de las voladuras mal diseñadas o sin un control adecuado. Estas ocasionan sobrerotura y sobreexcavación, generando labores sobredimensionadas que incrementan el consumo de materiales de sostenimiento, los costos operativos y retrasos en el ciclo de minado. Asimismo, no se tiene un control de vibraciones y existe ausencia de monitoreo de la velocidad pico de partícula (PPV), lo que contribuye a estos efectos.

Durante la ejecución de las labores avance diario, se han podido evidenciar un problema recurrente en la Veta Carmen Norte 03:

- Incremento de la sobrerotura y sobreexcavación en comparación a la sección programadas,
- Compromete la estabilidad del macizo roco circundante,
- Incremento del consumo de material de sostenimiento, por labores sobredimensionadas y no controladas, ya que mayor es el área a sostener,
- Voladuras mal diseñadas y no controladas, por tanto, se tiene que realizar resanes innecesarios lo que genera costos adicionales de sostenimiento y generando retrasos en el ciclo de minado.

Por todo lo expuesto anteriormente, se plantea el presente trabajo de investigación con el propósito de optimizar los aspectos operativos mediante “Análisis de Vibraciones para Controlar la Sobrerotura, Minimizar el Daño al Macizo Rocos y Reducir los Costos de Sostenimiento – Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera el Porvenir”, con el objetivo de optimizar el diseño de voladura y reducir los niveles de sobrerotura y sobreexcavación como también mitigar el daño al macizo rocoso, logrando una operación más eficiente, segura y sostenible.

1.2. Delimitación de la investigación

1.2.1. Delimitación espacial

El presente trabajo de Investigación fue realizado en la Unidad Minera el Porvenir, Compañía Minera Nexa Resources S.A.A., que se encuentra ubicado en el Anexo de Milpo, distrito San Francisco de Asís de YarusYacan, Provincia de Pasco y departamento de Pasco.

1.2.2. Delimitación temporal

El tiempo de la duración de proyecto de investigación es de diez meses, comprendido del mes de marzo a diciembre.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema general

¿Cómo afecta la falta de monitoreos y análisis adecuados de las vibraciones por voladuras respecto de la sobrerotura, al daño del macizo rocoso y a los costos de sostenimiento en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera El Porvenir?

1.3.2. Problemas específicos

- a. **PE1:** ¿De qué manera los niveles de vibraciones influyen en la sobrerotura y la perturbación del macizo rocoso en la Carmen Norte 3 – Unidad Minera el Porvenir?
- b. **PE2:** ¿Cómo impacta una labor sobredimensionada en los costos de sostenimiento en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera el Porvenir?
- c. **PE3:** ¿Qué mejoras en el diseño de la malla de perforación y voladura permitirían reducir el porcentaje de sobrerotura, sobreexcavación y los costos de sostenimiento en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera el Porvenir?

1.4. Formulación de objetivos

1.4.1. Objetivo general

Implementar un correcto monitoreo y análisis de vibraciones para controlar el impacto de las voladuras y reducir el porcentaje de sobrerotura, minimizar el daño al macizo rocoso y optimizar los costos de sostenimiento en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera el Porvenir.

1.4.2. Objetivos específicos

- a. **OE1:** Evaluar el efecto de las vibraciones generadas por las voladuras en la sobrerotura y en la estabilidad del macizo rocoso en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera El Porvenir.

- b. **OE2:** Determinar el impacto de una labor sobredimensionada en los costos de sostenimiento en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera el Porvenir.
- c. **OE3:** Proponer un nuevo diseño de la malla de perforación y voladura que permita reducir y minimizar el porcentaje de sobrerotura, sobreexcavación y optimizar los costos de sostenimiento en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera el Porvenir.

1.5. Justificación de la Investigación

En cumplimiento al reglamento de grados y títulos de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión y avalado por la ley N°30220 Ley Universitaria que en su artículo 45, inciso 45.2 referido a la obtención del Título Profesional (Ley 30220, p. 24) señala: “requiere del grado de Bachiller y la aprobación de una tesis o trabajo de suficiencia profesional. Las universidades acreditadas pueden establecer modalidades adicionales a estas últimas. El título profesional sólo se puede obtener en la universidad en la cual se haya obtenido el grado de bachiller”, así mismo, el capítulo VI que titula sobre Investigación (Ley 30220, p. 26) expresa “La investigación constituye una función esencial y obligatoria de la universidad, que la fomenta y realiza, respondiendo a través de la producción de conocimiento y desarrollo de tecnologías a las necesidades de la sociedad, con especial énfasis en la realidad nacional”. Disposiciones que garantizan mi investigación referida a las operaciones mineras subterráneas, es uno de los principales desafíos que se tiene es preservar y reducir el daño producido al macizo rocoso tras la ejecución de las voladuras. La generación de las vibraciones generadas si no son controladas adecuadamente, pueden causar exceso de fracturamiento, sobreexcavación no deseada, lo cual incrementa el costo de sostenimiento y resane, mayor volumen de roca rota lo que implica más tiempo en el proceso de limpieza (y

actualmente tenemos problemas con las áreas para el desmonte porque contamos pocas zonas de relleno en interior mina).

En este contexto, el presente estudio de investigación resulta ser una herramienta fundamental para prevenir y regular la conducta de las vibraciones producidas por las voladuras. Mediante su uso podemos optimizar, el diseño de la carga operante, mejor distribución geometría de los taladros en la malla de perforación y mejor distribución de los retardos, mejorar la eficiencia de voladura.

1.6. Limitaciones de la investigación

Uno de las principales limitaciones se relaciona con la implementación de la nueva malla de perforación y voladura propuesta, dado que gran parte de los operadores de jumbo y cargadores de frente, están habituados a emplear diseños empíricos de perforación basados en su experiencia. Esta situación puede generar resistencia, por lo que resulta necesario establecer una supervisión adecuada y realizar capacitaciones respecto al nuevo diseño.

Ubicación de la Unidad Minera el Porvenir

Ubicación y accesos

La Unidad Minera El Porvenir, administrada por Nexa Resources Perú S.A.A., se ubica en la región central andina del país, dentro del distrito de San Francisco de Asís de Yarusyacán, provincia y departamento de Pasco. Se encuentra a aproximadamente 270 kilómetros al noreste de Lima y a unos 16 kilómetros de la ciudad de Cerro de Pasco, a una altitud media de 4,300 m s. n. m. Desde el punto de vista geoespacial, esta unidad minera se emplaza en el flanco oriental de la falla estructural Milpo–Atacocha, localizada entre las cuencas hidrográficas de los ríos Tingo y Huallaga.

La ubicación exacta respecto a las Coordenadas Geográficas es:

- Latitud: 10° 37' Sur
- Longitud: 76° 12' Oeste
- Altura: 4, 200 m.s.n.m.

Ruta para llegar a la Unidad Minera

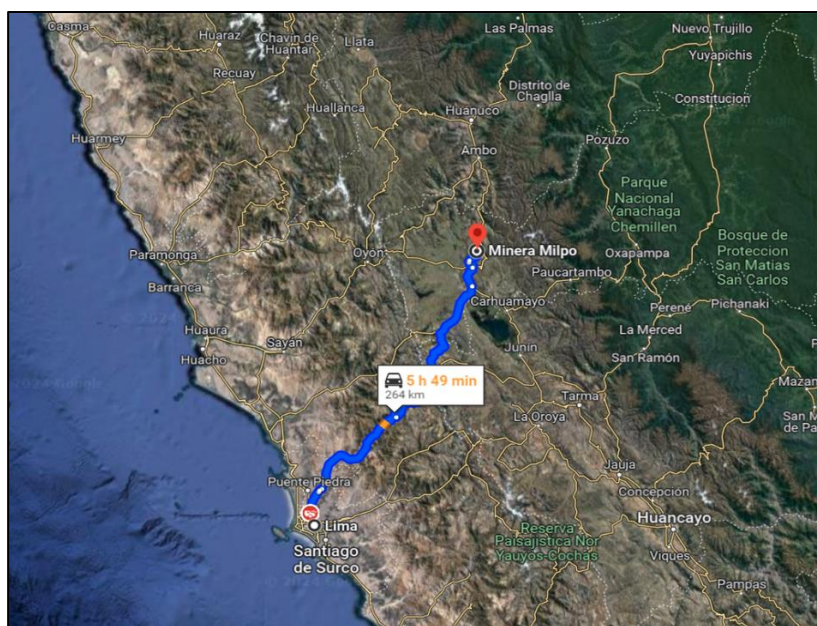
La ruta para llegar a la UNIDAD MINERA PORVENIR, se puede realizar mediante la carretera totalmente asfaltada de Lima – La Oroya – Cerro de Pasco.

Tabla 1 Recorrido a la Unidad Minera el Porvenir.

Ruta	Kilómetros (Km)	Tiempo (Horas)
Ciudad de Lima – Oroya	185.00	5 h 29 min
Oroya – Cerro de Pasco	131.00	2 h 20 min
Cerro de Pasco – Milpo	13.20	37 min

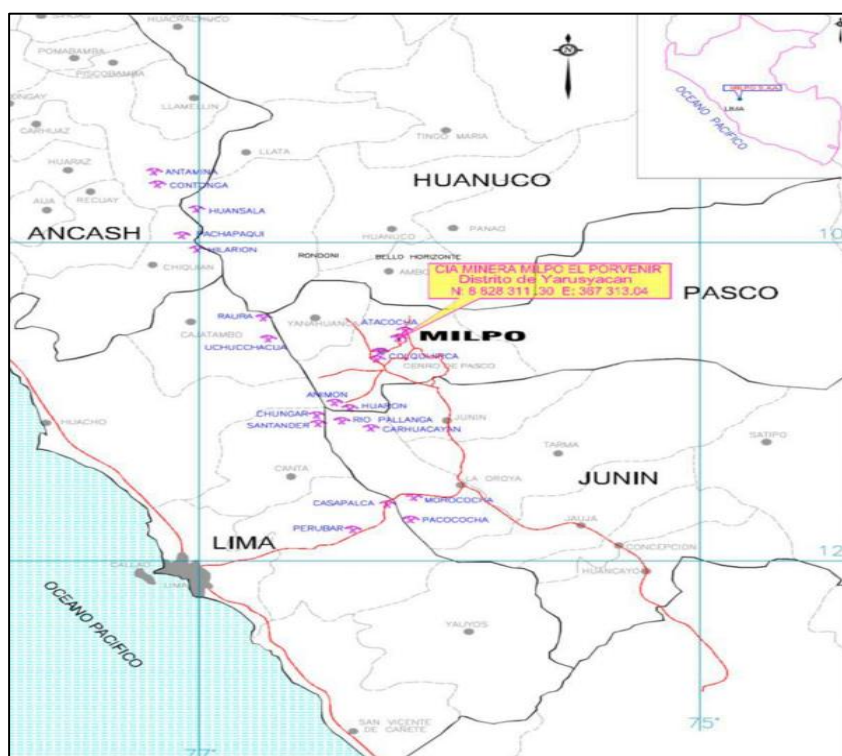
Fuente. Elaboración propia.

Figura 1 Ruta desde lima hacia la Unidad Minera el Porvenir.



Fuente: Google Maps, capturado en mayo de 2025.

Figura 2 Mapa Geográfico de la Unidad Minera el Porvenir.



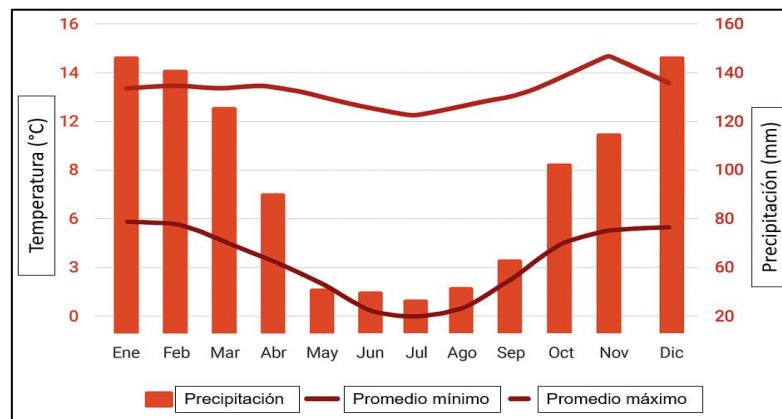
Fuente: INGEMMET (Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico).

Clima

El clima en la ciudad de Cerro de Pasco se caracteriza por ser predominantemente frígida y húmedo, propio de las zonas altoandinas de la región central del Perú. La topografía es montañosa y se encuentra a una altitud aproximada de 4,000 m s. n. m.

La temperatura varía a lo largo del año, registrando valores entre 0 °C y 14 °C, con escasa amplitud térmica. La precipitación anual alcanza un promedio de 1,100 mm, lo que equivale a 1.1 metros de agua por metro cuadrado, concentrándose principalmente entre los meses de noviembre y marzo. En contraste, el periodo de junio a agosto presenta condiciones secas. Las nevadas pueden presentarse en cualquier época del año, siendo más frecuentes durante las madrugadas.

Figura 3 Rango promedio de temperatura y precipitación por mes.



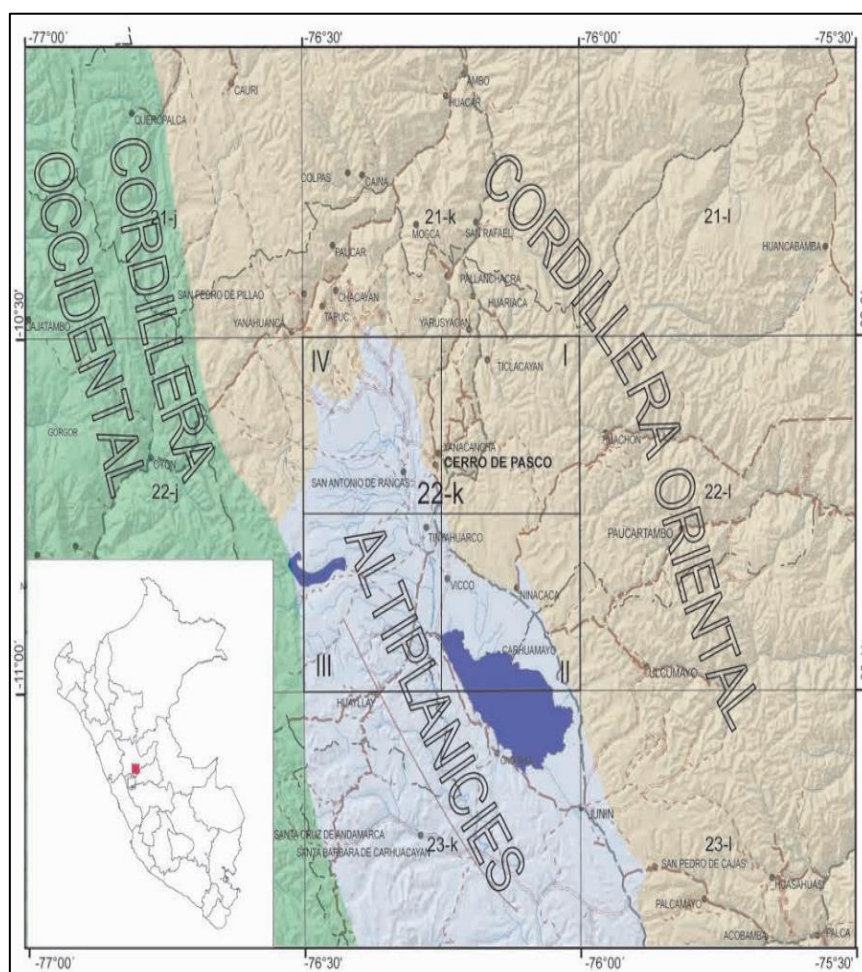
Fuente: Weather-Atlas.com, 2025

Geología Unidad Minera el Porvenir

La región de Cerro de Pasco es reconocida a nivel internacional por sus yacimientos polimetálicos más significativos del Perú, entre ellos la mina de Cerro de Pasco. Mediante estudios metalogénicos se han identificado cinco principales épocas de mineralización en la zona, las cuales permiten establecer una secuencia temporal en la formación de los depósitos y su relación con los eventos geotectónicos regionales. El **Paleozoico inferior** es el más antiguo, que está vinculado al Complejo Metamórfico del Marañón y tiene presencia de oro, después viene el **Pérmico**, que se evidencia por la presencia de molibdeno y está relacionado con intrusiones de granitos.

Posteriormente, sigue la época del **Eoceno superior** con mineralización aurífera correspondiente a la mina Quicay, seguida de la época del **Oligoceno** con mineralización polimetálica que originó las minas de Milpo, Atacocha, Machcan, entre otras; por último, se presenta la época del **Mioceno** con mineralización aurífera y polimetálica que originó las minas de Cerro de Pasco, Colquijirca, Huarón, entre otras.

Figura 4 Mapa de ubicación del Cuadrángulo de Cerro de Pasco (22-k).

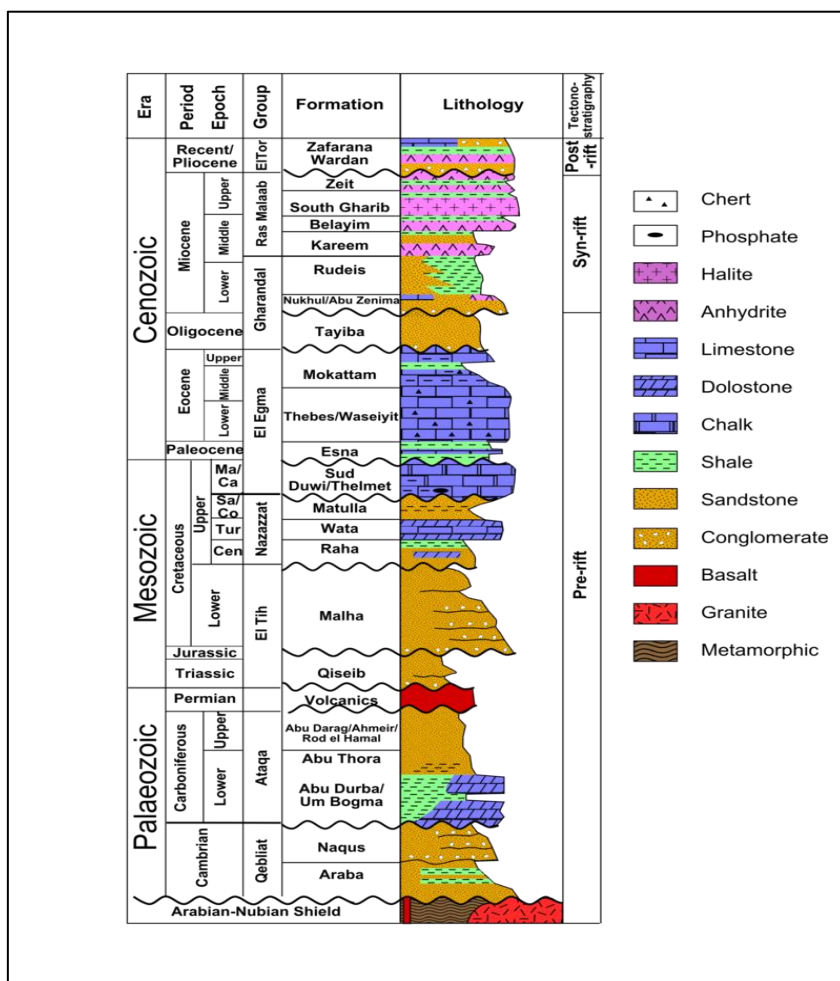


Fuente: Geología del cuadrángulo de Cerro de Pasco - INGEMMET (Instituto Geológico, Mínero y Metalúrgico)

A. Columna de estratificación:

Una columna estratigráfica es una herramienta empleada en geología, especialmente en el campo de la estratigrafía, que permite representar de manera gráfica la disposición vertical de las distintas unidades de roca presentes en una zona determinada. Generalmente, esta representación muestra una sucesión de formaciones sedimentarias, organizadas cronológicamente desde las más antiguas en la base hasta las más recientes en la parte superior.

Figura 5 Representación de la Columna estratigráfica.



Fuente: Captura de pantalla de la página Columna estratigráfica de Wikipedia, disponible en: https://es.wikipedia.org/wiki/Columna_estratigráfica, consultado en mayo del 2025.

Geología Regional

De acuerdo a la zona o área del presente estudio realizado las unidades litoestratigráficas correspondientes que se identificaron correspondiente a la edad Triásico-Jurásico que está conformado por las formaciones Chambará, Aramachay y Condorsinga que pertenecen al Grupo Pucará y a la edad del Cretáceo Inferior conformado por el Grupo Goyllarisquizga y la Formación Chúlec.

Las unidades Lito – Estratigráficas son:

- Grupo pucara (Tr-Ji-pu).

- Grupo Goyllarisquizga (Ki-g).
- Formación Chulec (Ki-ch).

El área de estudio está formada por dos grandes dominios separados por la falla de Milpo-Atacocha, referidos (Dominio estructural Este – Zona A) y (Dominio estructural Oeste – zona B). La zona A solo tiene deformación muy frágil dado por las fallas N-S, E-O. El otro dominio estructural zona B, consta con dos tipos de deformaciones, una moderada a fuerte deformación frágil donde las fallas son NO-SE/N-S y la otra deformación es dúctil donde los múltiples pliegues con dirección N-S.

La unidad Porvenir se constituye por un sistema más común de fallas que van de N-S. Se han identificados tres cuerpos, estas están separados en superficie, pero a más profundidad se solo se considera un solo cuerpo intrusivo.

Figura 6 Geología regional – Unidad Minera el Provenir.



Fuente: Captura de pantalla del documento Estilos de mineralización en el Complejo Pasco, disponible en: <https://app.ingemmet.gob.pe/biblioteca/pdf/Lib-122-75.pdf>, consultado en marzo del 2025.

Geología Local

La geología local se caracteriza por presentar unidades litológicas comparables entre sí, aunque con variaciones en su distribución superficial y área de exposición. A continuación, se detallan las unidades geológicas identificadas en el área de estudio:

- **Grupo Pucará**

Se han reconocido las tres formaciones principales que integran este grupo, Chambará, Aramachay y Condorsinga.

- **Formación Chambará**

Presenta extensos afloramientos en superficie. Litológicamente, ha sido subdividida en cuatro unidades (A, B, C y D), cada una con características particulares. La Unidad B muestra similitudes con la Formación Aramachay, especialmente en su composición, aunque se distingue por su posición estratigráfica, el contenido fósil y la menor abundancia de cuarzo de tamaño limoso en comparación con Aramachay.

- **Formación Aramachay**

Constituida principalmente por calizas negras a grises oscuras, presenta intercalaciones de margas calcáreas negras, ocasionalmente con chert. Sus rocas son de grano fino y textura laminar, con horizontes delgados menores a 10 cm. Esta unidad aflora en dos sectores: uno al este de la Falla Milpo-Atacocha y otro entre la Falla Contacto 1 y dicha falla, apareciendo por encima de la Unidad D de la Formación Chambará.

- **Formación Condorsinga – Unidad F**

Está conformada por calizas grises y dolomías de color beige, generalmente dispuestas en capas delgadas, con presencia irregular de sílice. Muestra una

estratificación que varía de gruesa a delgada y posee un afloramiento reducido en el sector oriental de la Falla Contacto 1, en la zona de San Gerardo.

- **Brecha Sedimentaria**

Esta unidad aflora únicamente al este de la Falla Contacto 1, también en la zona de San Gerardo. Se presenta en cuerpos lenticulares sobre la Formación Condorsinga y por debajo de las areniscas de la Formación Goyllarisquizga. Litológicamente, se compone de brechas sedimentarias con clastos de calizas y chert en una matriz arenosa, en algunos sectores con tonalidades rojizas. Por correlaciones litoestructurales regionales, se considera equivalente a la Formación Sarayaquillo.

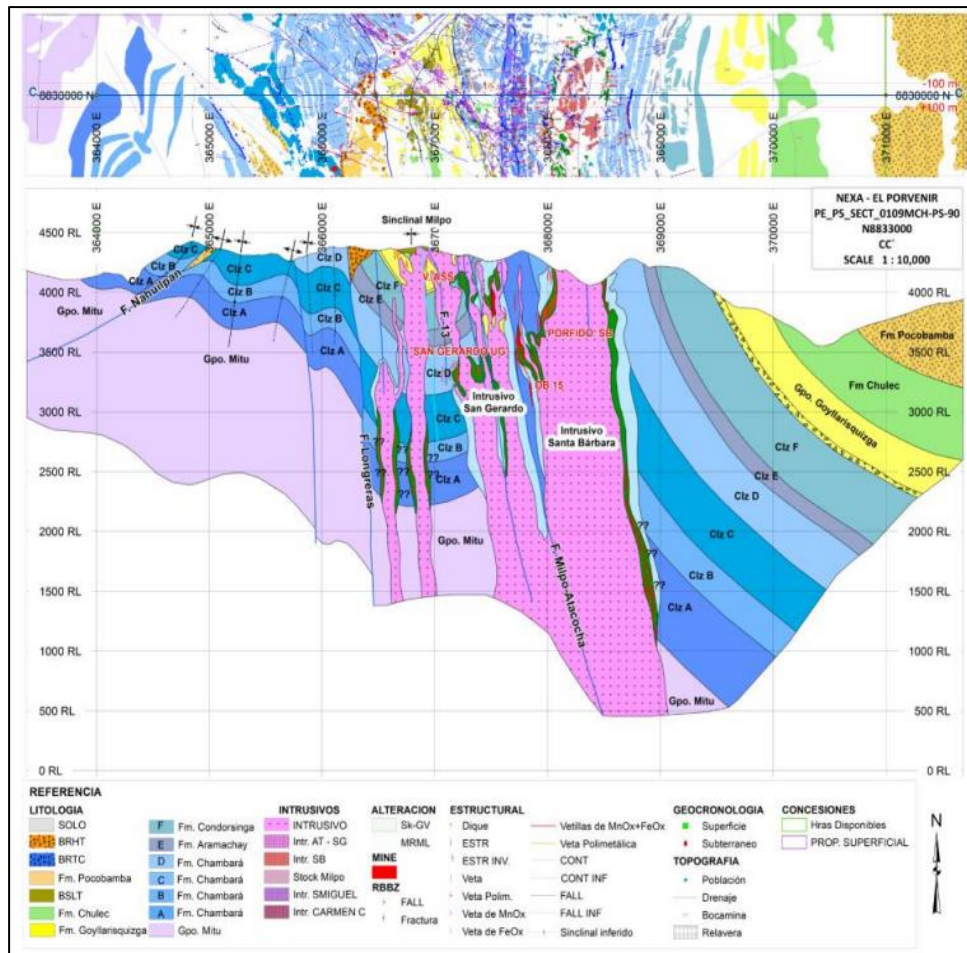
- **Formación Goyllarisquizga**

Constituida predominantemente por areniscas cuarzosas con laminaciones gruesas y oblicuas, contiene también intercalaciones de conglomerados, lutitas y niveles de carbón. Esta formación presenta afloramientos de gran extensión entre las fallas Milpo-Atacocha y Longreras. Limita al norte con la Falla La Laquia y al sur con la Falla Carmen Chico, conformando un graben de forma trapezoidal.

- **Formación Pocobamba**

Representa depósitos continentales formados por areniscas rojizas con niveles de conglomerados de clastos heterogéneos, inmersos en una matriz también de arenisca rojiza. Esta unidad aflora al oeste de la Falla Longreras, en discordancia sobre las calizas del Grupo Pucará y en contacto tectónico con las mismas.

Figura 7 Secciones Geológicas – Unidad Minera el Porvenir.



Fuente: INGEMMET (Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico).

Geología Estructural

Las estructuras más predominantes en el yacimiento es el Porvenir en el orden cronológico.

- Sinclinal Milpo – Atacocha
- Falla Regional Milpo – Atacocha
- Fractura miento.

La Falla Milpo–Atacocha representa la principal estructura tectónica del distrito, con una orientación norte-sur. Se extiende desde la zona de San Francisco de Asis de Yarusyacán, al norte, hasta la depresión de Carmen Chico, al sur.

Geología Distrital

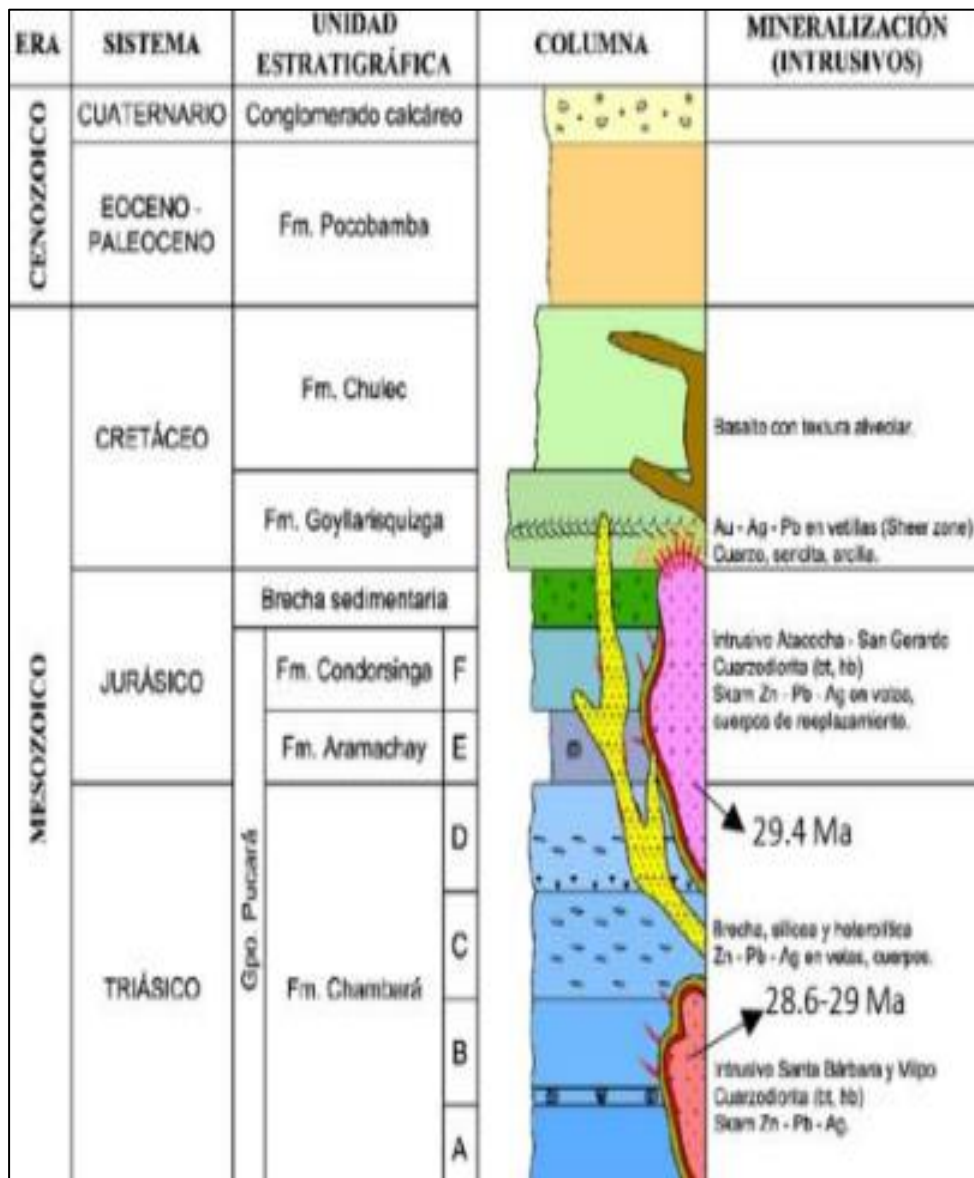
La geología distrital del Complejo Pasco representa un basamento triásico (Grupo Mitu), sobreyaciéndole el Grupo Pucará de edad Triásica-Jurásica, siendo la Formación Chambara dividida en 4 pisos: A, B, C y D (Lavado, M. 2014, Davila, D. et al 2016). por sus diferentes características litoestratigráficas que presenta.

Sobre el Grupo Pucará se dispone, de forma discordante, el Grupo Goyllarisquizga, el cual corresponde al Cretácico y está compuesto por depósitos de rocas silicoclásticas que presentan intercalaciones de sills andesíticos. Esta unidad es seguida por la Formación Chulec, también cretácica, caracterizada por una secuencia predominante de rocas calcáreas. Finalmente, todas estas unidades geológicas son cubiertas discordantemente por la Formación Pocobamba, de edad Paleoceno-Eoceno.

En el distrito se han identificado cuerpos intrusivos como los stocks Milpo, Santa Bárbara y San Gerardo, cuyas edades varían entre 28.6 y 29.4 millones de años, según dataciones U-Pb (Meffre & Thompson, 2016).

Estos intrusivos atraviesan las unidades del Grupo Pucará, provocando procesos de mineralización tipo skarn, así como el desarrollo de vetas asociadas a una sulfuración intermedia, especialmente en relación con el stock San Gerardo, en la zona de Atacocha.

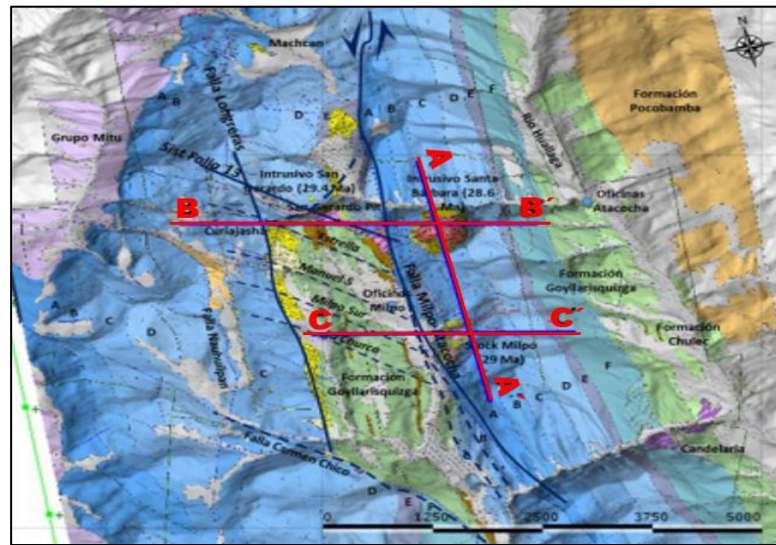
Figura 8 Columna estratigráfica del Complejo Pasco – Milpo – Atacocha.



Fuente: INGEMMET (Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico).

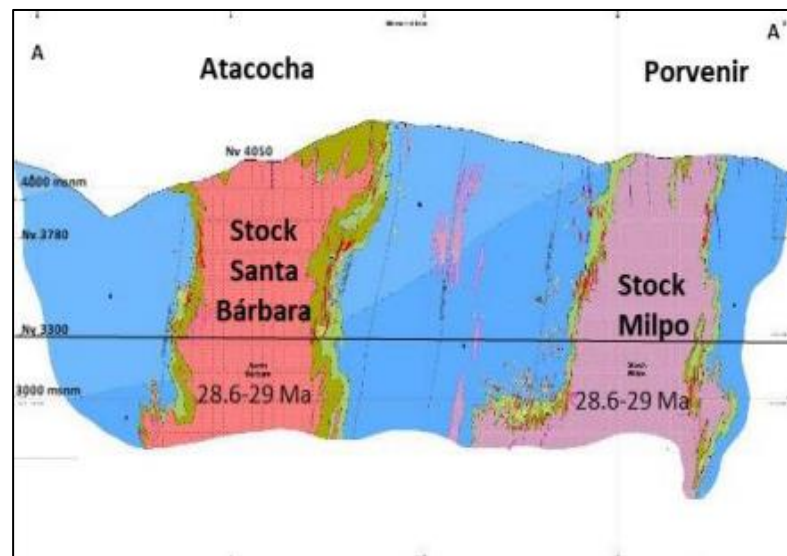
Por otro lado, se han definido secciones geológicas longitudinales denominadas A-A', B-B' y C-C', trazadas en zonas específicas como Atacocha y Porvenir. Estas secciones permiten representar en proyección vertical la disposición de las unidades litológicas y estructurales a lo largo del rumbo del yacimiento, facilitando su interpretación geológica y estructural.

Figura 9 Vista isométrica geología distrital – Unidad Minera el Porvenir.



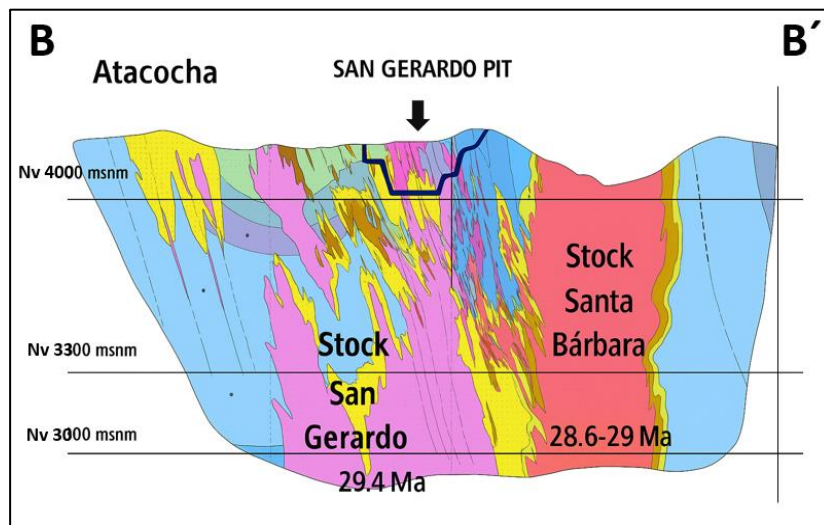
Fuente: INGEMMET (Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico).

Figura 10 Sección A-A', mirando al este con orientación NS.



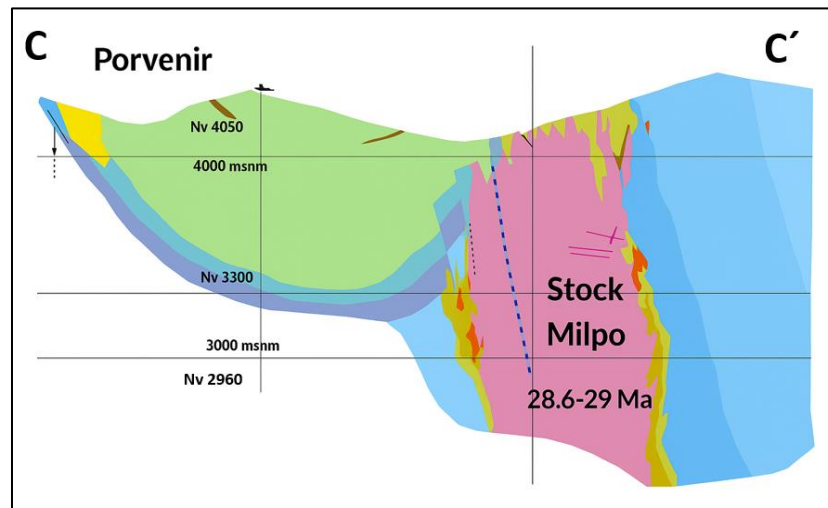
Fuente: INGEMMET (Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico), donde se muestra el Intrusivo Santa Bárbara hacia el Norte (Atacocha) y el Stock Milpo hacia el Sur (Porvenir).

Figura 11 Sección B-B' (zona Atacocha).



Fuente: INGEMMET (Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico), donde nos muestra desde Oeste mirando al Este, mostrando el Stock San Gerardo y Santa Barbará, los cuales cortan a las secuencias del Grupo Pucara y las secuencias del Grupo Goyllarisquizga.

Figura 12 Sección C-C' (zona Porvenir).

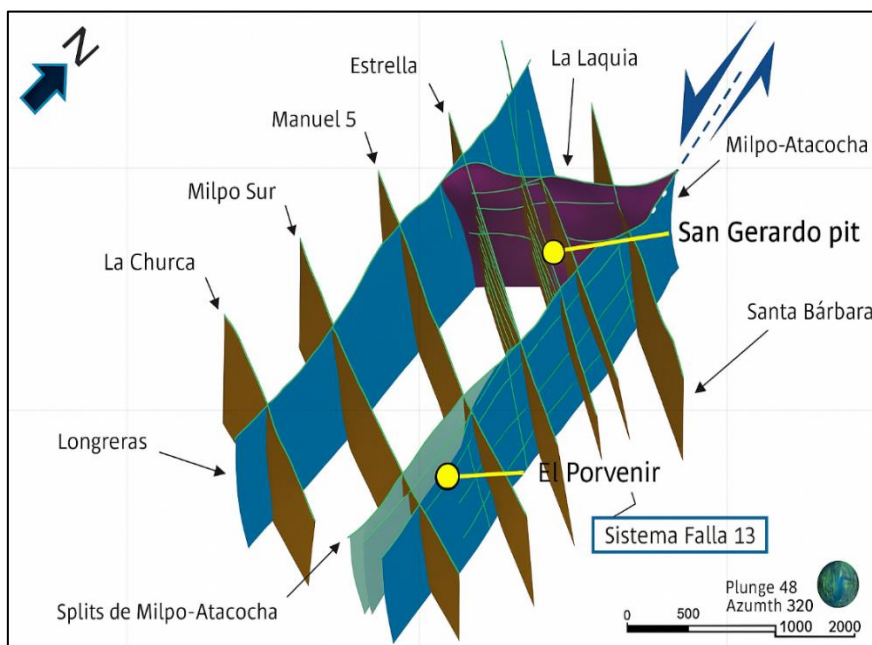


Fuente: INGEMMET (Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico), donde nos muestra mirando al norte, mostrando al Stock Milpo, cortando las secuencias del Grupo Pucará.

Las principales fallas, de este sistema, son la falla Milpo-Atacocha, de cinemática sinistral inversa, con buzamiento 75-85°E y Longreras de cinemática

sinistral normal, con buzamiento 75-85°E (Figura 6); ambas fallas han generado un sistema estructural tipo Riedel, generando fallamientos dextrales con dirección NW-SE (fallas 13, Estrella, Manuel 5, Milpo Sur y La Churca).

Figura 13 Principales fallas de la Unidad Minera el Porvenir – Atacocha.



Fuente: INGEMMET (Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico).

Mineralización

La mineralización presente en el Complejo Pasco se encuentra estrechamente vinculada a la intrusión de los stocks Santa Bárbara–San Gerardo (sector Atacocha) y el stock Milpo en el área de El Porvenir (ver Figuras 1 a 4), los cuales han interactuado con las unidades carbonatadas del Grupo Pucará. Este proceso ha dado lugar a un sistema de skarn, el cual se caracteriza mineralógicamente por el desarrollo de granates verdes en la zona de exoskarn y granates rojos en el endoskarn, reflejando variaciones en el ambiente químico y la temperatura durante la etapa de metasomatismo.

Desde el punto de vista económico, la mineralización de mayor interés se localiza predominantemente en la interfase entre el exoskarn y las rocas mármolicas (ver Figura 8), donde se identifican asociaciones minerales compuestas principalmente

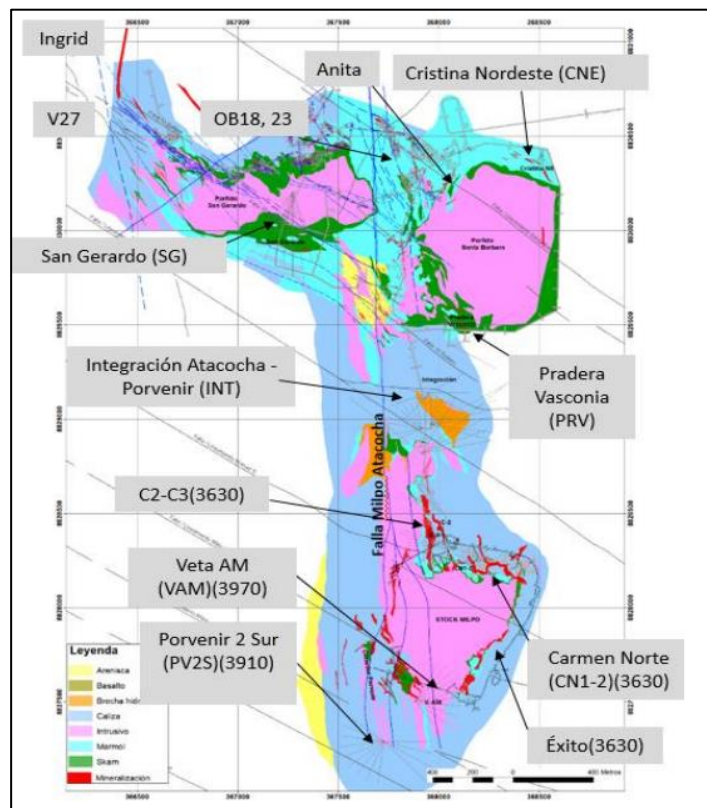
por esfalerita, marmatita (variedad rica en hierro de la esfalerita) y calcopirita. Asimismo, dentro del exoskarn se han hallado cuerpos masivos compuestos por pirrotita asociada con calcopirita y pirita, además de cuerpos de magnetita de gran volumen, como es el caso del cuerpo mineralizado denominado Anita.

En términos geoquímicos, el exoskarn presenta enriquecimiento en cobre (Cu) y, en menor medida, oro (Au). Adicionalmente, se ha identificado molibdeno (Mo) como producto de una sobreimpresión tardía relacionada a eventos magmáticos posteriores vinculados al pórfido Santa Bárbara, lo que sugiere una evolución multiepisódica del sistema hidrotermal.

En este contexto geológico, los principales cuerpos mineralizados del Complejo Pasco —como Anita, Cristina NE, Pradera Vasconia, San Gerardo, Carmen Norte 1, 2 y 3, Éxito, entre otros— están directamente relacionados con este modelo de mineralización tipo skarn.

La mineralización está constituida por galena, blenda y sulfosales en los diferentes niveles, que van variando gale argentíferas e incrementando marmatita en los niveles inferiores.

Figura 14 Principales cuerpos mineralizados Milpo – Atacocha.



Fuente: INGEMMET (Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico).

Geomecánica

La geomecánica de rocas se encarga del estudio del comportamiento físico y mecánico del macizo rocoso, especialmente en respuesta a las excavaciones realizadas.

Por lo tanto, la evaluación geomecánica en minería es uno de los aspectos más relevantes para la explotación de un yacimiento minero, este tiene como objetivo la estabilidad global de la mina de tal forma que sea productiva y segura. Dicha evaluación se fundamenta en la caracterización geomecánica del macizo rocoso del yacimiento y las condiciones circundantes, a partir de las clasificaciones geomecánicas obtenidas de la información geotécnica levantada en campo.

Además, el Artículo 33 del D.S. N.º 024-2016-EM establece que toda actividad minera debe contar con estudios técnicos actualizados, elaborados y firmados por ingenieros colegiados, que incluyan geología, geomecánica, geotecnia, hidrología,

hidrogeología, estabilidad de taludes, diseño de voladuras, sostenimiento, ventilación y relleno. Además, obliga a implementar reglamentos internos, estándares y PETS, con énfasis en labores de alto riesgo, garantizando así la validez técnica y legal de las operaciones.

Macizo rocoso

Es el conjunto formado por la roca intacta y las discontinuidades (fracturas, fallas, juntas de estratificación.) que condicionan su comportamiento mecánico global. Según Hoek & Brown, es “la resistencia y capacidad de deformación de un macizo rocoso no dependen sólo de las propiedades de la roca intacta, sino también del grado de interconexión de bloques, la rugosidad y condiciones de las superficies discontinuas, la intensidad y orientación de las fallas, y la alteración geológica.”

Calidad del macizo rocoso

El macizo rocoso puede ser entendido como un parámetro fundamental en la clasificación geomecánica a gran escala, ya que permite caracterizar el comportamiento del conjunto de rocas en función de sus propiedades físicas y mecánicas. Los sistemas de clasificación geomecánica buscan sintetizar dichas propiedades, como la resistencia, la fracturación y el estado de alteración. Esta información es clave para delimitar dominios geomecánicos dentro de una operación minera subterránea, facilitando la toma de decisiones en el diseño y sostenimiento de excavaciones (OSINERGMIN, 2017).

Índice de calidad de roca RQD

Rock Quality Designation por sus siglas en inglés, propuesto por Deere en 1964, basados en la recuperación de testigos, a través de sondaje diamantino. Este índice se basa en la recuperación de núcleos de perforación, considerando únicamente los

fragmentos de núcleo mayores a 100 mm de longitud. El valor se expresa en porcentaje y permite estimar el grado de fracturamiento de la roca.

Formula:

$$RQD (\%) = \frac{\sum \text{Long. piezas de testigo} > 100 \text{ mm}}{\text{Long. de perforación}} * 100\%$$

En caso no se tuviera los testigos de perforación usaríamos la siguiente ecuación, donde “ J_v ” es el **número de planos de fractura o discontinuidades** por metro cúbico (1 m³) de roca intacta.

$$RQD = 115 - 3.3 * J_v$$

Donde:

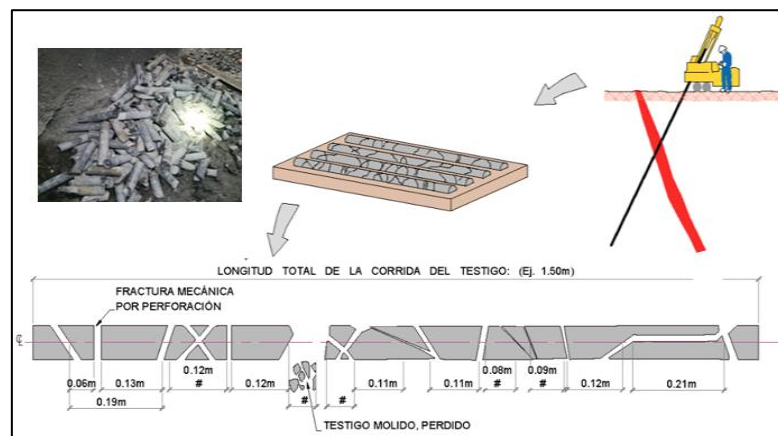
$$J_v = J_1 + J_2 + J_3 \dots \dots + J_n$$

Tabla 2 Clasificación del índice de calidad RQD%.

Índice de calidad RQD (%)	Calidad
0 - 25	Muy mala
25 - 50	Mala
50 - 75	Regular
75 - 90	Buena
90 - 100	Excelente

Nota. Deere propuso la relación que se muestra en la tabla 1, entre los valores de RQD y la calidad de la roca.

Figura 15 Esquema de recuperación de testigos.



Fuente: Guía criterios geomecánicos (2017).

Clasificación del macizo rocoso

La clasificación geomecánica de las rocas constituye una herramienta fundamental para caracterizar el comportamiento del macizo rocoso en función de sus propiedades físicas y estructurales. A través de estos sistemas, se busca asignar parámetros cuantitativos que permitan evaluar la calidad del terreno y predecir su respuesta frente a excavaciones subterráneas.

A. Sistema RMR

Para llevar a cabo la caracterización geomecánica del macizo rocoso, se emplea el sistema de clasificación geomecánica RMR (Rock Mass Rating), desarrollado por Bieniawski en 1989. Este método se basa en la evaluación cuantitativa de cinco parámetros fundamentales del macizo rocoso: la resistencia del material intacto, el espaciamiento de las discontinuidades, el estado de las discontinuidades (condiciones de relleno, rugosidad y alteración), la orientación de las discontinuidades respecto a la excavación y la presencia de agua subterránea. A partir del análisis de estos factores, se obtiene un valor numérico que permite clasificar el macizo rocoso según su calidad geomecánica, facilitando la toma de decisiones en el diseño y estabilidad de excavaciones subterráneas.

- Resistencia a la compresión axial.
- RQD.
- Espaciamiento de discontinuidades.
- Condición de discontinuidades.
- Condición de agua subterránea.





Tabla 3 Clasificación del Índice RMR según Bieniawski (1976).

RMR	Tipo	Calidad	Color
> 81	I	Muy Buena	
61–80	II	Buena	
41–60	III	Regular	
21–40	IV	Mala	
< 20	V	Muy Mala	

Nota. Adaptado de “Engineering Rock Mass Classifications” (p. 2), por R. B. Bieniawski, 1976, Wiley.

En la unidad minera el Porvenir se tiene una sub clasificación en función del mapeo realizado y que sirve como guía para poder realizar el dimensionamiento del sostenimiento más adecuado por el tipo de roca.

Tabla 4 Clasificación Rock Mass Rating El Porvenir (RMR89).

RMR89	Clase	Calidad	Color
> 81	I	Muy buena	
61–80	II	Buena	
51–60	III–A	Regular – A	
41–50	III–B	Regular – B	
31–40	IV–A	Mala – A	
21–30	IV–B	Mala – B	
< 20	V	Muy mala	

Nota. Adaptado del sistema de clasificación RMR89 (Bieniawski, 1989).

B. Sistema Q

El sistema de Q, fue desarrollada por el Norwegian Geotechnical Institute (NGI), por baton, liean y lunde (1974), como objetivo principal de el diseño de las excavaciones subterráneas. Pero desde ese año el sistema tuvo diversas actualizaciones la más importante y última fue en el año 2007.

El sistema en mención clasifica el macizo rocoso con respecto a la estabilidad y nos da una descripción de la calidad del macizo rocoso.

$$Q = \frac{RQD}{Jn} * \frac{Jr}{Ja} * \frac{Jw}{SRF}$$

Donde:

- Índice de la calidad de la roca RQD
- Numero de familia de discontinuidades Jn
- Rugosidad de las discontinuidades Jr
- Alteración de las discontinuidades Ja
- Presencia de agua Jw
- Factor de reducción de esfuerzos SRF.

Tabla 5 Índice Barton (*Q*, 1974).

Descripción	Rango Q
Roca excepcionalmente mala	0.001 – 0.01
Roca extremadamente mala	0.01 – 0.1
Roca muy mala	0.1 – 1
Roca mala	1 – 4
Roca regular	4 – 10
Roca buena	10 – 40
Roca muy buena	40 – 100
Roca extremadamente buena	100 – 400
Roca excepcionalmente buena	400 – 1000

Nota. Barton propuso la relación que se muestra en la tabla 4.

C. Q' de Barton (Modificado)

La calidad del macizo rocoso se puede clasificar de acuerdo al sistema de clasificación de Barton modificado (Q'). Este parámetro, está compuesto por 4 factores:


$$Q' = \frac{RQD}{Jn} * \frac{Jr}{Ja}$$

Dónde:

- Índice de la calidad de la roca RQD
- Numero de familia de discontinuidades Jn

- Rugosidad de las discontinuidades Jr
- Alteración de las discontinuidades Ja

Figura 16 Cartilla geomecánica mina el Porvenir.

 CARTILLA GEOMECANICA Versión 4.0		CONDICION SUPERFICIAL BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) (B) DISCONTINUIDADES RIGIDAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA (Rc > 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE LA PIEDRA)		REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) (R) DISCONTINUIDADES USAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS (Rc > 90 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE LA PIEDRA)		POBRE (MODERADAMENTE RESIST. LEVEMENTE AL T) (P) SUPERFICIE BUELA CON CONTRACCIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA PANZO (Rc < 25 a 50 MPa) SE INHENTA SUPERFICIALMENTE		MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) (MP) SUPERFICIE PULDA Y ESTRADA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS (Rc < 25 MPa) (SE DISREGA O INHENTA PROFUNDAMENTE)	
CONDICION ESTRUCTURAL LEVEMENTE FRACTURADA TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75 - 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO) (LF)		LF/B	LF/R	FRACURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75) (7 A 12 FRACT. POR METRO) (F)		FB	FR	FP	FMP
MUY FRACTURADA, MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) (13 A 20 FRACT. POR METRO) (MF)		MF/B	MF/R	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP	TRITURADA O RELLENO LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD) (T)	
INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO) (IF)		T/P		T/MP		NOTA:			

LABOR PERMANENTE				SECCIÓN DE LABOR (m)		TIEMPO DE AUTOSOPORTE	
TIPO DE ROCA	CALIDAD	Clasificación GSI	Condición superficial	Excavaciones hasta 6.0 m			
I	Muy buena	LF-F/B // LF-R	BUENA: Se rompe con varios golpes de sicota	P1	3 días		
II	Buena	MF-F/B // F-L/R	MUY POBRE: Se disgrega o inhenta profundamente	P2	3 días		
III-A	Regular A	IF/MF-B // MF/F-R // F-P		P3	3 días		
III-B	Regular B	IF-B // IF-MF/R // MF-F/P		P4	14 - 24 horas		
IV-A	Mala A	IF-R // IF-MF/P // F-MF/P		P5	5 - 7.5 horas		
IV-B	Mala B	IF-T/P // IF/MF/MP		P6	Inmediato		
V	Muy mala	T/P // T-IF/MP		NO EXCAVAR		NO EXCAVAR	
LABOR TEMPORAL				SECCIÓN DE LABOR (m)		TIEMPO DE AUTOSOPORTE	
TIPO DE ROCA	CALIDAD	Clasificación GSI	Condición estructural	Excavaciones hasta 8.0 m			
I	Muy buena	LF-F/B // LF-R	LEVEMENTE FRACTURADO De 2 a 6 fracturas por metro lineal o metro cuadrado	T1	3 días		
II	Buena	MF-F/B // F-L/R	MUY FRACTURADO De 12 a 18 fracturas por metro lineal o metro cuadrado	T2	3 días		
III-A	Regular A	IF/MF-B // MF/F-R // F-P		T3	3 días		
III-B	Regular B	IF-B // IF-MF/R // MF-F/P		T4-A o T4-B	9 - 24 horas		
IV-A	Mala A	IF-R // IF-MF/P // F-MF/P		T5-A o T5-B	0 - 7.5 horas		
IV-B	Mala B	IF-T/P // IF/MF/MP		T6	Inmediato		
V	Muy mala	T/P // T-IF/MP		T7	Inmediato		
COD				Diseño del sostenimiento en el avance de la labor		Diseño del sostenimiento como sacrificio en el frente	
P1				P. Helicoidal 7° sistemático e=1.50 m		Malla + Split set 5' a 1.50 m del piso	
P2				Sostenimiento Primario: Malla + P. Split Set 7° Sostenimiento Secundario: P. Helicoidal 7° e=1.50 m		Malla + Split set 5' a 1.5 m del piso	
P3				Sostenimiento Primario: Malla + P. Split Set 7° Sostenimiento Secundario: P. Helicoidal 7° e=1.20 m		Malla + Split set 5' a 1.5 m del piso	
P4				Shotcrete 2" + P. Helicoidal 7° e=1.50 m		Malla + Split set 5' a 1.5 m del piso	
P5				Sostenimiento Primario: Shotcrete 2" + Malla + P. Split Set 7° Sostenimiento Secundario: P. Helicoidal 7° e=1.20 m + Shotcrete 2"		Shotcrete 2" a 1.50 m del piso	
P6				Shotcrete 2" + Cimbra e=1.20 - 1.50 m		Shotcrete frente completo + Split set 5' e=1.20 m	
T1				P. Splitset 7° sistemático e=2.0 m		Malla + Split set 5' a 1.5 m del piso	
T2				Malla + P. Splitset 7° e=1.50 m		Malla + Split set 5' a 1.5 m del piso	
T3				Malla + P. Splitset 7° e=1.50 m		Malla + Split set 5' a 1.5 m del piso	
T4-A				Malla + P. Splitset 7° e=1.00 m		Malla + Split set 5' a 1.5 m del piso	
T4-B				Shotcrete 2" + P. Splitset 7° e=1.50 m		Malla + Split set 5' a 1.5 m del piso	
T5-A				Shotcrete 2" + Malla + P. Splitset 7° e=1.20 m		Shotcrete 2" a 1.50 m del piso	
T5-B				Shotcrete 2" + P. Splitset 7° e=1.00 m		Shotcrete 2" a 1.50 m del piso	
T6				Shotcrete 2" + Malla + P. Splitset 7° e=1.20 m + Shotcrete 2"		Shotcrete 2" frente completo + P. Split set 5' e=1.20 m	
T7				Shotcrete 2" + Cimbra e=1.20 m		Shotcrete 2" frente completo + P. Split set 5' e=1.20 m	
NOTA: <ol style="list-style-type: none"> Excavaciones con secciones por encima a los límites establecidos en la presente cartilla de sostenimiento, requerirá un informe geomecánico para validar el proyecto y definir los controles de sostenimiento. Cualquier modificación o cambio en las dimensiones de una labor durante su ejecución, el sostenimiento se definirá bajo evaluación y recomendación del área de Geomecánica. La aplicación de cables bolting como soporte secundario dependerá de la evaluación geomecánica y estándares. El sostenimiento en intersecciones será de acuerdo al estándar definido por Nueva - Porvenir. En áreas sísmicas se aplicará como soporte primario: Shotcrete 2" + Malla electrosoldada + P. Split Set más soporte secundario con Pernos Helicoidales 7° y/o Cables bolting. 							

Fuente: Tomado del departamento de Geomecánica.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio

2.1.1. Antecedentes de estudios internacionales

Bravo Sánchez, I. L. (2018). “Estudio de Vibraciones Inducidas por Tronadura en Minera Spence”. En este estudio, Bravo Sánchez se centra en el análisis de las vibraciones inducidas por tronadura en Minera Spence, con el objetivo de optimizar el diseño operativo de las tronaduras y reducir el daño generado en el macizo rocoso. La investigación se enfoca en la evaluación de las zonas de daño en la mina, identificando las principales causas de las vibraciones y proponiendo un modelo de diseño para reducirlas. Se utiliza el modelo de Holmberg y Persson calibrado a las características geológicas específicas de la mina para desarrollar una metodología que controle el daño por vibraciones en el campo cercano, especialmente en los patios de roca dura y medianamente fracturada.

El trabajo incluye la creación de un diseño modificado de la malla de perforación, que tiene en cuenta tanto los requerimientos geotécnicos como los operacionales, con el fin de maximizar el beneficio neto y asegurar la estabilidad de las

paredes del pit. Este diseño busca reducir el daño por vibración, logrando una mejor fragmentación y un menor nivel de vibraciones, lo que aumenta la seguridad y la productividad de la operación. Además, se realiza un análisis costo-beneficio, demostrando que la implementación de este nuevo diseño podría generar un beneficio anual significativo, con una reducción considerable de los deslizamientos a escala de banco.

Finalmente, el estudio propone la implementación del diseño de tronadura actualizado y recomienda realizar un monitoreo continuo para adaptar el modelo a las condiciones cambiantes de la mina. También se sugiere ampliar el estudio a otros tipos de roca con comportamientos geomecánicos similares y explorar la estandarización de tronaduras masivas para mejorar la eficiencia operativa a largo plazo.

2.1.2. Antecedentes de Estudio Nacionales

En la tesis desarrollado Ccatamayo Barrios, J. H. (2012). “Análisis de Vibraciones para Disminuir Efectos por Voladura RP(-)690 en la Mina Consorcio Minero Horizonte”. El autor desarrolla un estudio enfocado en la importancia del monitoreo de vibraciones generadas por voladuras en minería subterránea, con el propósito de optimizar la fragmentación de la roca y reducir los daños al macizo rocoso. Señala que el control de las vibraciones permite minimizar los costos operativos asociados a las operaciones de perforación, transporte y chancado, además de mejorar la seguridad estructural. El monitoreo de la velocidad de partícula, frecuencia y aceleración posibilita identificar fallas en la secuencia de detonación, retardos inadecuados o detonaciones por simpatía, lo que contribuye al diagnóstico y ajuste del diseño de voladura.

Ccatamayo concluye que conocer la respuesta dinámica del macizo frente a las vibraciones es esencial para evitar la generación o propagación de fracturas,

recomendando establecer límites de vibración por dominio geomecánico y determinar cargas operantes óptimas según el tipo de roca. Además, sugiere ampliar la serie de retardos y extender el monitoreo hacia el control ambiental, especialmente en áreas próximas a construcciones o zonas sensibles, con el fin de mantener los niveles de vibración dentro de los estándares internacionales. En conjunto, su investigación demuestra que la aplicación sistemática del monitoreo de vibraciones permite mejorar la eficiencia técnica y económica de la voladura, al tiempo que protege la estabilidad del macizo y el entorno.

En la tesis realizado por Sotelo Chávez, M. A. (2021). “Estudio de campo cercano para el control de vibraciones por efectos de la voladura en la zona de inestabilidad 104 de la fase 3 del Tajo Ferrobamba, Minera Las Bambas - Apurímac”. El autor desarrolla un estudio aplicado a la operación minera a cielo abierto de Las Bambas, enfocado en la necesidad de controlar las vibraciones generadas por las voladuras en una zona de inestabilidad geotécnica. El trabajo tuvo como finalidad obtener información precisa del macizo rocoso en campo cercano, con el fin de diseñar una voladura que minimice los niveles de vibración y reduzca la probabilidad de deslizamientos en la zona 104 del Tajo Ferrobamba. Este enfoque permitió caracterizar el comportamiento del macizo ante las ondas sísmicas inducidas por las detonaciones y definir parámetros de diseño más seguros y eficientes.

Sotelo enfatiza que las vibraciones generadas por las voladuras pueden tener un impacto directo en la estabilidad de los taludes, especialmente en zonas con antecedentes de fracturamiento o debilidad estructural. Por ello, el estudio en campo cercano representa una herramienta esencial para correlacionar las propiedades dinámicas del terreno con los efectos reales de la voladura, permitiendo establecer límites de tolerancia vibracional y ajustar los diseños de perforación según la respuesta

del macizo. Esta metodología asegura una mejor gestión del riesgo geotécnico y contribuye a la sostenibilidad de la operación minera.

Los resultados evidenciaron que mediante la aplicación del modelo de campo cercano fue posible controlar y reducir en un 47 % el impacto de las vibraciones sobre la pared del talud afectado, logrando mejoras del 74 % en la cresta y del 64 % en el pie del talud. Asimismo, se determinó las constantes específicas para el explosivo Flexigel Extra-100 ($K = 313.59$ y $\alpha = 0.9363$), las cuales sirvieron para optimizar el diseño de perforación y voladura (P&V).

2.2. Bases teóricas – científicas

2.2.1. Minería Subterránea

La minería subterránea constituye una de las principales actividades extractivas del Perú, representando un aporte significativo al Producto Bruto Interno (PBI) nacional y siendo fundamental para el desarrollo económico del país. Esta modalidad de explotación se enfoca en la extracción de cuerpos mineralizados que se encuentran por debajo de la superficie terrestre, cuya profundidad, geometría y leyes del mineral no permiten una explotación rentable mediante métodos a cielo abierto.

El proceso de minería subterránea involucra la implementación de diversos métodos de explotación, tales como corte y relleno ascendente (CAF), sublevel stoping, cámaras, entre otros. La selección del método adecuado depende de múltiples factores geotécnicos y geológicos, incluyendo la competencia del macizo rocoso, el buzamiento y potencia del yacimiento, la ley del mineral, la profundidad del yacimiento y la estabilidad de las excavaciones.

Además, la minería subterránea requiere una planificación detallada del diseño de galerías, rampas, chimeneas y cámaras de explotación, así como la implementación de sistemas de ventilación, sostenimiento, transporte de mineral y control geomecánico.

Estos sistemas permiten asegurar la estabilidad de las labores, la seguridad del personal y la eficiencia en el proceso de extracción, todo ello bajo estándares de seguridad, sostenibilidad y eficiencia operativa.

2.2.2. Métodos Explotación Subterránea Unidad Minera el Porvenir

Actualmente en la Unidad Minera el Porvenir, se usan principalmente dos métodos de explotación, que contribuyen en la base de las operaciones. Estos métodos de explotación han sido seleccionados por su eficiencia, adoptando las condiciones geológicas del tipo de yacimiento y la seguridad durante las operaciones.

El principal método de explotación usado en vetas en la Unidad Minera el Porvenir es Corte y relleno ascendente (Cut and Fill Underground – CAF) con perforación y voladura en Breasting y Tajos por subniveles (Sub Level Stopping – SLS) con taladros largos.

A. Corte y Relleno Ascendente (Cut and fill mining – CAF)

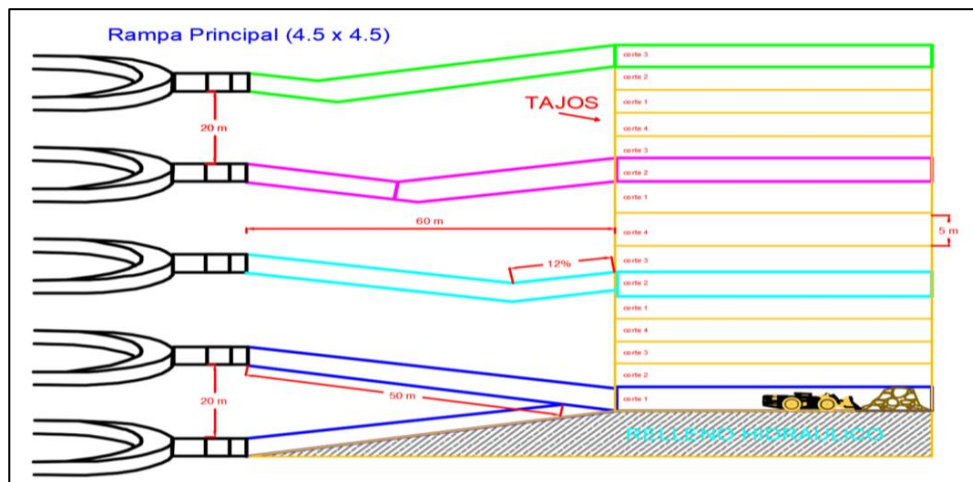
En la Unidad Minera el Porvenir, aproximadamente el 80% de la producción total se extrae mediante el método CAF con perforación tipo breasting, es un sistema mecanizado que permite altos niveles de productividad y asegura una buena estabilidad de los hastiales y la caja techo. Este método se ejecuta mediante cortes horizontales que siguen el rumbo del yacimiento.

La secuencia de minado inicia desde el nivel más bajo del corte y progresa de forma ascendente. El mineral es arrancado, cargado y transportado de los tajos hacia los OP (Ore Pass). Posteriormente, los cortes son rellenados.

El material o relleno detrítico son provenientes de las labores en ejecución, y el 70% es relleno hidráulico proveniente de los relaves, que son transportadas por tuberías. Durante el proceso, se deja un metro entre el siguiente corte. Este espacio cumple una doble función, actúa como frentes libres que facilitan las voladuras y

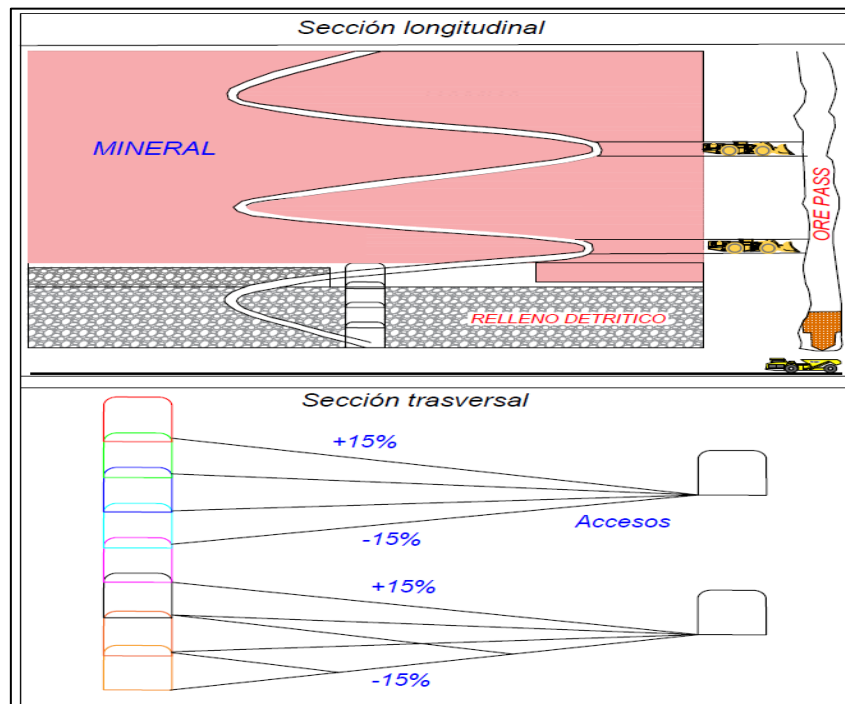
proporciona una plataforma estable sobre la cual se desarrolla la siguiente corte, garantizando así la continuidad y seguridad del proceso extractivo. Las pendientes son de (-15%) y los accesos subsiguientes se construyen a base del primer acceso con una pendiente (+15%), cabe mencionar que el diseño dependerá de la forma del cuerpo mineralizado.

Figura 17 Método de explotación Corte y relleno ascendente (CAF).



Fuente: Elaboración propia.

Figura 18 Método de minería de corte y relleno – Secciones.



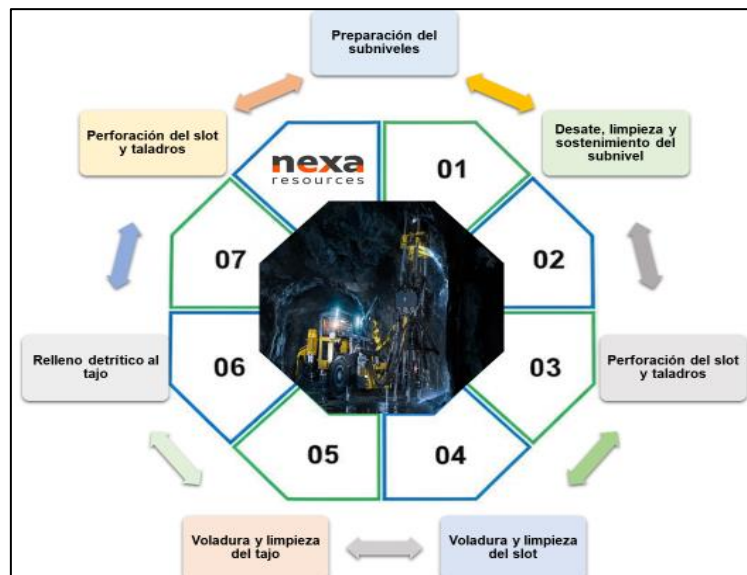
Fuente: Elaboración propia.

B. Sub Level Stopping con taladros largos

El método SLS se introdujo por primeras ves el año 2018 en la Unidad Minera el Porvenir. Este método de explotación se utiliza únicamente en zonas donde las vetas del cuerpo mineralizado presentan una inclinación pronunciada y un rumbo constante.

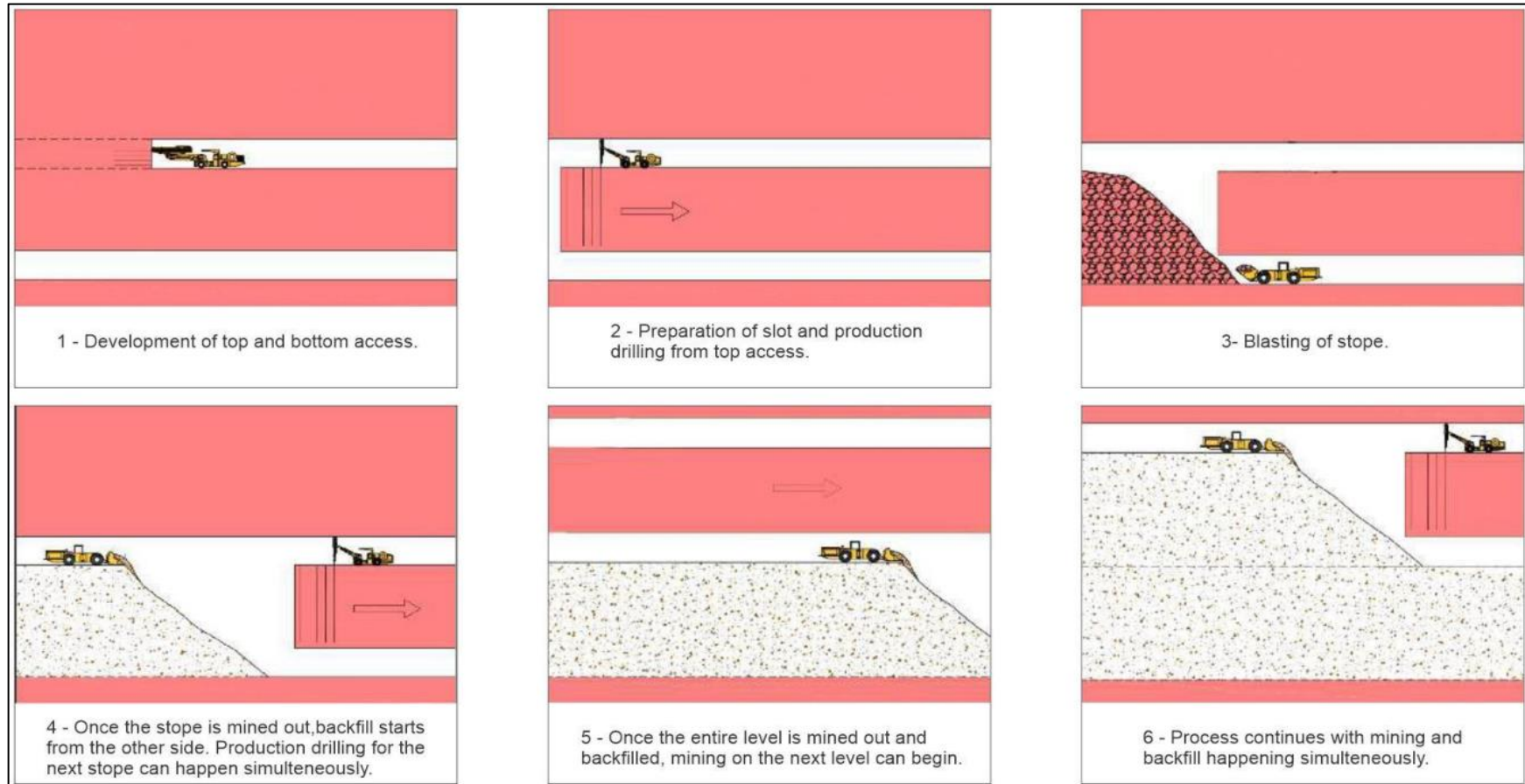
El ciclo de minado que contempla se considera la perforación y voladura de subniveles que se debe realizar previa al tajeo que se planea hacer, por lo cual las secciones deben cumplir para la perforación que realizara con las Simbas. Una vez culminado de subnivel se iniciará con la perforación y voladura del slot (cara libre) y posteriormente los taladros de producción del tajo, la limpieza que se realizar con los Scoop de 6 yd3. Una vez terminado la extracción del minero se procederá al relleno del tajo.

Figura 19 Ciclo de preparación Sub Level Stopping con taladros largos.



Fuente: Elaboración Propia.

Figura 20 *Sub Level Stopping con taladros largos – SLS.*

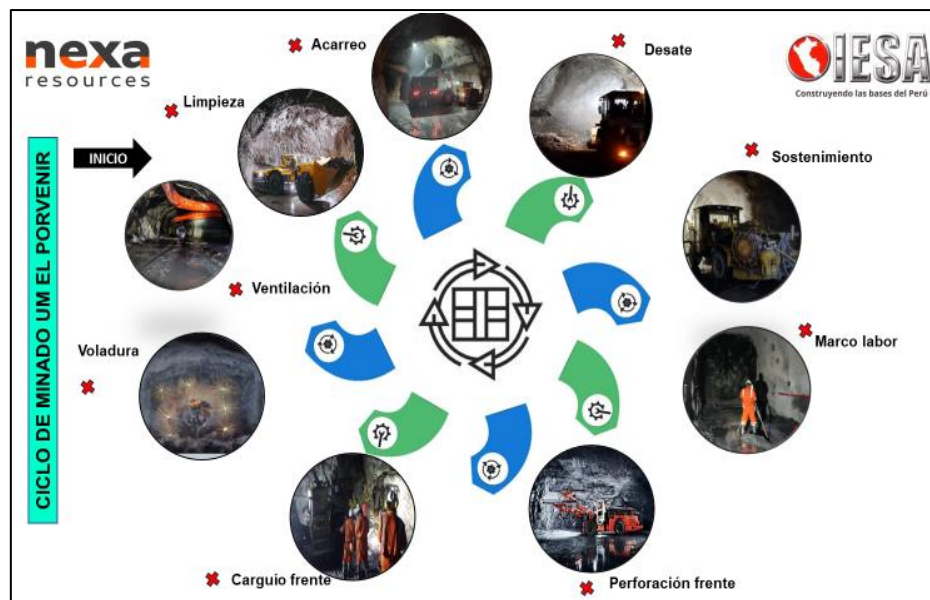


Fuente: Planeamiento mina.

2.2.3. Ciclo de minado

El ciclo de minado abarca el conjunto de operaciones esenciales que permiten la extracción segura y eficiente del mineral. Este ciclo minado incluye una serie de operaciones unitarias fundamentales, tales como la perforación, voladura, ventilación, carguío, transporte, desate y sostenimiento, las cuales se desarrollan de manera secuencial e interrelacionada para garantizar la continuidad del proceso productivo en la mina.

Figura 21 *Ciclo de minado Unidad Minera el Porvenir.*



Fuente: Elaboración propia.

Perforación de rocas:

La perforación de rocas cumple un papel fundamental dentro del ciclo de minado, ya que permite la ejecución de taladros con una distribución geométrica adecuada, basada en el diseño de la malla de perforación establecido. Estos parámetros son indispensables para garantizar una voladura eficiente y una adecuada fragmentación del macizo rocoso.

Actualmente en la Unidad Minera el Porvenir, la empresa IESA S.A. Se cuenta con el jumbo Boomer S1D – Marca Epiroc, de un brazo para la perforación de frentes, realce, breasting, selladas. etc.

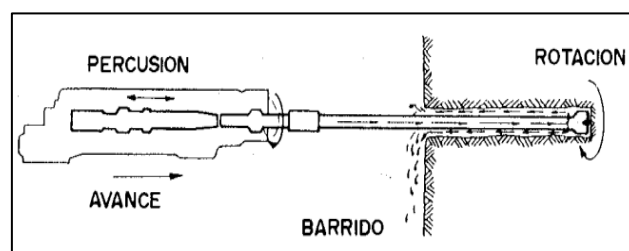
A. Método de perforación de rocas

Actualmente, existen diversos métodos para la perforación de rocas, siendo el método mecánico el más utilizado en la industria minera. Este se clasifica en tres tipos principales: percusión, rotación y rotopercusión. La elección del método depende del tipo de trabajo que se realice, ya sea perforación manual o perforación mecanizada. En la actualidad, en la Unidad Minera el Porvenir, se emplea predominantemente la perforación mecanizada, debido a su eficiencia y adaptabilidad a las condiciones del macizo rocoso.

B. Parámetros de perforación

La perforación rotopercusión se basa en la combinación de la Percusión, rotación, empuje y barrido de detritos.

Figura 22 *Fundamentos de la perforación rotopercutiva.*

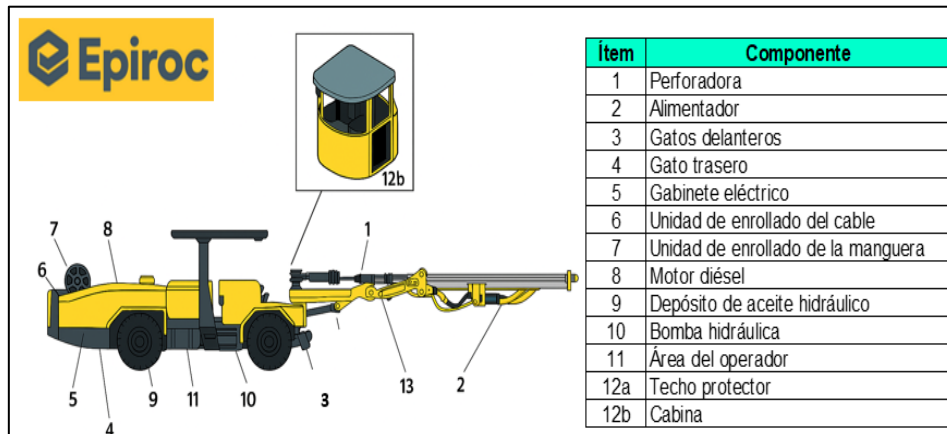


Fuente: Manual de perforación y voladura de rocas.

C. Jumbo minero

Es un equipo mecanizado utilizado en minería subterránea para realizar trabajos de perforación en frentes de avance. Su función principal es ejecutar taladros en el macizo rocoso. A continuación, se detalla las especificaciones técnicas de Jumbo.

Figura 23 Principales componente de Jumbo Boomer S1D.



Fuente: Epiroc Perú.

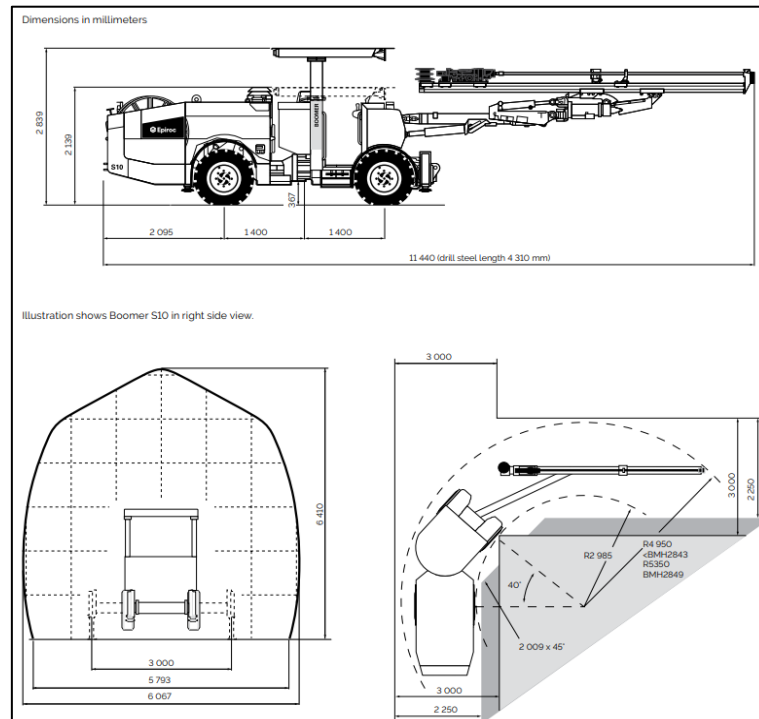
Dimensiones técnicas:

Tabla 6 Dimensiones Principales del Jumbo Boomer S1D.

Descripción	Medida (mm)
Ancho (Width)	1 750
Altura con techo bajo (Height, roof down)	2 139
Altura con techo elevado ((Height, roof up)	2 839
Largo en traslación (Length, tramming)	11 440
Despeje del suelo (Ground clearance)	367

Nota. Adaptado de “Dimensiones técnicas Jumbo Boomer S1D” de Epiroc.

Figura 24 Dimensiones técnicas de Jumbo Boomer S1D.



Fuente: Epiroc Perú.

Voladura de rocas

Es un proceso físico-dinámico que consiste en la liberación de energía explosiva confinada dentro de taladros previamente perforados en el macizo rocoso. Esta energía se libera en forma de ondas de choque y presión de gases de detonación, que actúan sobre la roca y fracturándola al superar su resistencia. En la zona de trituración cercana al taladro, donde las tensiones generadas superan ampliamente la resistencia a la compresión simple de la roca, originando la fragmentación y la zona de fracturamiento desplazamiento la más alejada del taladro, donde predominan esfuerzos de tracción inducidos por la reflexión de ondas y la expansión de gases, causando fracturamiento y posterior lanzamiento del material hacia la cara libre.

De acuerdo con el catálogo técnico de productos de voladura ORICA (2025), en las labores de desarrollo y preparación de la Unidad Minera el Porvenir se están usando un conjunto específico de explosivos y accesorios de iniciación, seleccionados

en función de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y los requerimientos operativos de voladura.

A. Explosivos:

Anfo (Amex):

“Amex es una mezcla balanceada entre prills de nitrato de amonio poroso y combustible diésel, formulado para tener balance de oxígeno, para usos en barrenos secos. El prill de color blanco cristalino es ligeramente coloreado mediante la adición de un tinte rojo en el combustible diésel” (ORICA, 2025).

Figura 25 Explosivo Anfo – Amex.



Fuente: Ficha técnica Orica, 2025.

Tabla 7 Propiedades Técnicas – Anfo Amex.

Propiedad	Valor
Densidad	0,80 g/cm ³
Diámetro mínimo del barreno (mm)	38
Energía Relativa Efectiva (REE)	
• Fuerza relativa en peso	100 %
• Fuerza relativa en volumen (ANFO @ 0.8 g/cm ³)	100 %
Rango de Velocidad de Detonación (VOD)	2,5 – 4,8 km/s
CO ₂	182 kg/t

Nota. Adaptado de la ficha técnica Orica, 2025.

Senatel Magnafrac:

“Senatel Magnafrac es una emulsión explosiva encartuchada y sensible al detonador.” (ORICA, 2025).

Figura 26 *Senatel Magnafrac.*



Fuente: Ficha técnica Orica, 2025.

Tabla 8 *Propiedades Técnicas – Magnafrac.*

Propiedad	Valor
Producto	Senatel™ Magnafrac™
Densidad (g/cm ³)	1.17 – 1.23
Diámetro mínimo de cartuchos (mm)	22
Tipo de barreno	Húmedo y seco
VOD característica (m/s)	5700 – 6300
Energía relativa en peso (RWS, %)	117
Energía relativa en volumen (RBS, %)	175
CO ₂ equivalente (kg/t)	170

Nota. Adaptado de la ficha técnica Orica, 2025.

Senatel Pulsar:

“La emulsión encartuchada Senatel Pulsar es un explosivo robusto, de máxima potencia, sensible al detonador. El producto es de color gris y de consistencia pastosa.” (ORICA, 2025).

Figura 27 *Senatel Pulsar.*



Fuente: Ficha Técnica Orica, 2025.

Tabla 9 *Propiedades Técnicas – Pulsar.*

Propiedad	Valor
Producto	Senatel™ Pulsar™
Densidad (g/cm ³)	1.10 – 1.23
Diámetro mínimo de cartucho (mm)	28
Tipo de barreno	Seco y con agua
VOD característica (m/s)	5400 – 6000
Energía relativa en peso (RWS, %)	134
Energía relativa en volumen (RBS, %)	201
CO ₂ equivalente (kg/t)	158

Nota. Adaptado de la ficha técnica Orica, 2025.

B. Accesorios de Voladura:

Para poder hacer posible la detonación de los explosivos instalados, se requiere accesorios de voladura como sistema de iniciación.

Cordtex (Cordón detonante):


“Cordtex es un cordón detonante resistente y flexible, compuesto por un núcleo de pentrita que está cubierta por un tejido de fibras plásticas, que están a su vez recubiertas con una capa de plástico (PVC). El cordón detonante Cordtex” (ORICA, 2025).

Figura 28 *Cordón detonante.*



Fuente Ficha técnica Orica, 2025.

Tabla 10 *Propiedades Técnicas – Cordtex.*

Propiedad	Cordtex			
	20N	40N	80N	100N
Producto	20	40	80	100
Carga nominal Explosivo (g/m)	±1.5	±3.0	±4.0	±5.0
Velocidad de Detonación (m/s)	>6500			
Resistencia a la tracción(N)	26.7 6	53.52	107. 04	133.8
Volumen de Gases (l/m)	15.6	31.2	62.4	78
Sensibilidad al Impacto (cm)	Más de 10 J - Martillo de Caída de 2 kg con una altura de caída de 50 cm - sin detonación			
Diámetro exterior (mm)	7.0 ±0.3	8.5 ±0.4	11.5 ±0.5	12.0 ±0.6
Color				
Cubierta Exterior	PVC			

Nota. Adaptado de la ficha técnica de Orica, 2025.

Detonador Carmex:

“El Carmex es un dispositivo de iniciación compuesto por un fulminante común N°8, un segmento de mecha de seguridad, un conector para mecha rápida.

Figura 29 *Detonador Carmex.*



Fuente: Ficha técnica Orica, 2025.

Detonador no eléctrico (Exel MS):

“Los detonadores Exel MS son series de detonadores no eléctricos de alta potencia que presentan intervalos de retardo de milisegundos (MS) entre los sucesivos tiempos de disparo. Los detonadores Exel MS están constituidos por un

detonador no eléctricos ensamblado a un tubo de transmisión de onda de choque de una determinada longitud Exel.” (ORICA, 2025).

Figura 30 *Detonado no electico Exel MS.*



Fuente Ficha Técnica Orica, 2025.

Tabla 11 *Propiedades Técnicas – Exel MS.*

Propiedad	Valor
Tubo de transmisión	Exel™ 3L naranja
Diámetro exterior (mm)	3.0±0.2
Resistencia nominal a la Tensión (min)	300 N a +20 °C
Longitudes (m)	3.6 – 45.0
Propagación de la onda de choque (m/s)	2000 ±100
Detonador	
Potencia de Salida	REF.DET.#3
Cápsula	Al
Resistencia a la presión hidrostática	3 bares durante 7 días
NEQ/NEM (mg/unidad)	940

Nota. Adaptado de la ficha técnica Orica, 2025.

Detonador no eléctrico (Exel LP):

“Los detonadores Exel LP son una serie de detonadores no eléctricos de alta potencia con períodos largos (LP) de intervalos de retardo entre los tiempos de disparo sucesivos. El conjunto ensamblado de un detonador Exel LP consiste en un detonador no eléctrico y un tubo de transmisión de señal Exel de color amarillo.” (ORICA, 2025).

Figura 31 Detonado no electrico Exel LP.



Fuente Ficha Técnica Orica, 2025.

Tabla 12 Propiedades Técnicas – Exel LP.

Propiedad	Valor
Tubo de transmisión	Amarillo Exel™ 3L o 3L XU
Diámetro exterior (mm)	3.0±0.2
Resistencia nominal a la Tensión	300 N a +20 °C
Longitudes (m)	4.8 – 7.8
Propagación de la onda de choque (m/s)	2000 ±100
Detonador	
Potencia de Salida	REF. DET. #3
Cápsula	Aluminio
NEQ/NEM (mg/unidad)	940

Nota. Adaptado de la ficha técnica de Orica, 2025.

Tabla 13 Rangos de tiempos de retardo.

TIEMPOS DE RETARDOS		
PL	FANEL LP 4.8 M	EXCEL 4.8 M LP N°01: 0200 MS
PL	FANEL LP 4.8 M	EXCEL 4.8 M LP N°02: 0400 MS
PL	FANEL LP 4.8 M	EXCEL 4.8 M LP N°03: 0600 MS
PL	FANEL LP 4.8 M	EXCEL 4.8 M LP N°04: 1000 MS
PL	FANEL LP 4.8 M	EXCEL 4.8 M LP N°05: 1400 MS
PL	FANEL LP 4.8 M	EXCEL 4.8 M LP N°06: 1800 MS
PL	FANEL LP 4.8 M	EXCEL 4.8 M LP N°07: 2400 MS
PL	FANEL LP 4.8 M	EXCEL 4.8 M LP N°08: 3000 MS
PL	FANEL LP 4.8 M	EXCEL 4.8 M LP N°09: 3500 MS
PL	FANEL LP 4.8 M	EXCEL 4.8 M LP N°10: 4500 MS
PL	FANEL LP 4.8 M	EXCEL 4.8 M LP N°11: 5500 MS
PL	FANEL LP 4.8 M	EXCEL 4.8 M LP N°12: 6500 MS
PL	FANEL LP 4.8 M	EXCEL 4.8 M LP N°13: 7500 MS
PL	FANEL LP 4.8 M	EXCEL 4.8 M LP N°14: 8500 MS
PL	FANEL LP 4.8 M	EXCEL 4.8 M LP N°15: 9500 MS
PC	FANEL MS 5.4 M	EXCEL 5.4 M MS N°01: 0025 MS
PC	FANEL MS 5.4 M	EXCEL 5.4 M MS N°02: 0050 MS
PC	FANEL MS 5.4 M	EXCEL 5.4 M MS N°03: 0075 MS
PC	FANEL MS 5.4 M	EXCEL 5.4 M MS N°04: 0100 MS
PC	FANEL MS 5.4 M	EXCEL 5.4 M MS N°05: 0125 MS
PC	FANEL MS 5.4 M	EXCEL 5.4 M MS N°06: 0150 MS
PC	FANEL MS 5.4 M	EXCEL 5.4 M MS N°07: 0175 MS
PC	FANEL MS 5.4 M	EXCEL 5.4 M MS N°08: 0200 MS
PC	FANEL MS 5.4 M	EXCEL 5.4 M MS N°09: 0250 MS
PC	FANEL MS 5.4 M	EXCEL 5.4 M MS N°10: 0300 MS
PC	FANEL MS 5.4 M	EXCEL 5.4 M MS N°11: 0350 MS
PC	FANEL MS 5.4 M	EXCEL 5.4 M MS N°12: 0400 MS
PC	FANEL MS 5.4 M	EXCEL 5.4 M MS N°13: 0450 MS
PC	FANEL MS 5.4 M	EXCEL 5.4 M MS N°14: 0500 MS
PC	FANEL MS 5.4 M	EXCEL 5.4 M MS N°15: 0600 MS
PC	FANEL MS 5.4 M	EXCEL 5.4 M MS N°16: 0700 MS
PC	FANEL MS 5.4 M	EXCEL 5.4 M MS N°17: 0800 MS
PC	FANEL MS 5.4 M	EXCEL 5.4 M MS N°18: 0900 MS
PC	FANEL MS 5.4 M	EXCEL 5.4 M MS N°19: 1000 MS
PC	FANEL MS 5.4 M	EXCEL 5.4 M MS N°20: 1200 MS

Nota. Adaptado de la ficha técnica Orica, 2025.

Ventilación mina

Los sistemas de ventilación cuyo objetivo principal es suministro de aire fresco a los frentes de trabajo, los cuales se desplazan progresivamente a medida que avanza la operación. Esto implica ajustes continuos en la configuración del sistema de ventilación. Su diseño busca garantizar, el flujo adecuado de aire a todas las zonas

activas de la mina, como frentes, talleres y almacenes. Es fundamental monitorear y registrar permanentemente el estado y desempeño del sistema, cumpliendo con normas que exigen una concentración mínima de oxígeno del 19.5% en el ambiente laboral. Además, el sistema debe controlar la presencia de polvo, emisiones de motores diésel, y regular la temperatura, asegurando así condiciones de trabajo seguras y saludables. También es crucial la dilución y evacuación eficaz de gases tóxicos como el monóxido de carbono para mantener la calidad del aire dentro de los límites permisibles.

A. Manga de ventilación:

Es un conducto por donde viaja el flujo de aire fresco hacia las labores de avance, destaca por ser liviana y resistente, lo que permite su uso en diversas condiciones operativas. Su objetivo es asegurar una adecuada circulación del aire, y puede operar de dos formas:

- **Sistema impelente:** Transporta aire fresco desde el conducto hacia el frente de trabajo, mejorando la calidad del ambiente para los trabajadores.
- **Sistema aspirante:** Extrae gases y polvo desde el área de trabajo hacia el exterior a través del conducto, ayudando a mantener un entorno limpio y seguro bajo tierra.

Figura 32 *Serie de mangas de ventilación que proporcionan aire fresco.*



Fuente: Fotografía tomando en interior mina el Porvenir.

B. Detector de Gases

Es un instrumento diseñado para detectar y medir la concentración de gases en el ambiente, con el fin de prevenir riesgos para la salud y la seguridad de los trabajadores. Su uso es obligatorio si se va ingresar a mina.

Figura 33 *Monitoreo de gases antes del ingreso a una labor.*



Fuente: Medición en interior de mina – detector multigas MSA Altair 5X.

C. Normativa Peruana

La normativa peruana exige controlar y verificar las concentraciones mínimas y máximas de gases presentes en las labores, en cumplimiento del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería (D.S. N.º 024-2016-EM y su modificatoria D.S. N.º 023-2017-EM). Esta obligación se fundamenta en los valores establecidos en el Anexo 15.

Tabla 14 *Límites máximos permisibles de exposición a agentes químicos.*

AGENTES QUIMICOS	SIMBOLO	LIMITE DE EXPLOSIÓN	UNIDAD DE MEDIDA
Oxígeno	O2	19.5 MIN	%
Monóxido de carbono	CO2	25	PPM
Dióxido de carbono	CO	5000	PPM
Gases nitrosos	NO2	3	PPM

Nota. Los valores representan los límites máximos permisibles de exposición para ambientes laborales en minería subterránea, establecidos en el Anexo 15 del

Decreto Supremo N.º 024-2016-EM, Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería.

Regado de carga

En este proceso se instala mangueras que son llevan hacia el frente de trabajo para poder realizar el regado de la carga de esa manera se disminuyen significativamente los niveles de polución o polvo en suspensión, para que posteriormente ingrese el equipo Scooptram para realizar la limpieza del frente.

Limpieza y Acarreo de Desmonte o Mineral

Actualmente en la Unidad Minera Porvenir todas las labores usan Scooptrams Diese de 6yd³ (10 TM). Para la limpieza se utilizad Volquete o Dumper el criterio es el siguiente:

A. Limpieza de desmonte

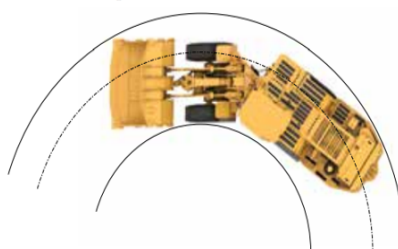
Estas se realizan mediante el uso de equipos LHD (Load-Haul-Dump), scooptram con capacidad de 6 yd³, en combinación con dumpers. En caso de disponibilidad operativa, se emplean volquetes como medio de transporte alternativo. El desmonte cargado proveniente de las labores en avance es direccionado a zonas de relleno detrítico.

B. Limpieza de Mineral

Estas se realizan mediante el uso de equipos LHD (Load-Haul-Dump), scooptram con capacidad de 6 yd³ y con volquetes de 15m³, por su mayor capacidad. El mineral proveniente de los tajos son trasladados hace el Ore Pass (OP), más cercanos los cuales se encuentra en cada zona de explotación.

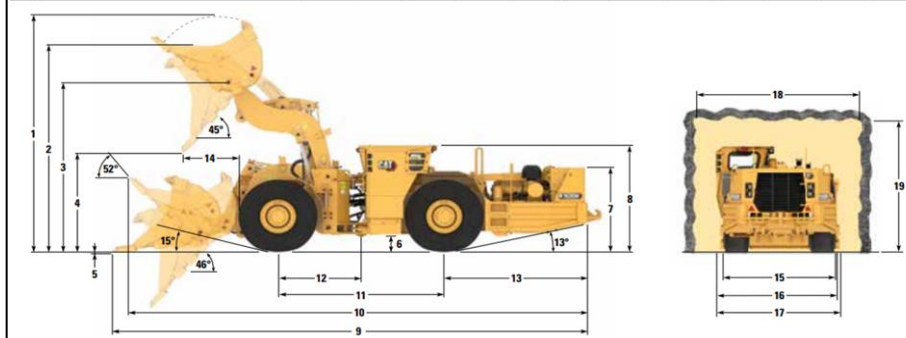
Especificaciones técnicas Scooptram

Figura 34 Scooptram Caterpillar modelo R1600H.

Especificaciones de operación		Dimensiones de giro	
Capacidad de carga útil nominal	10.200 kg 22.487 lb	Radio de espacio libre exterior*	6.638 mm 261,3"
Peso bruto de la máquina	44.204 kg 97.453 lb	Radio de espacio libre interior*	3.291 mm 129,6"
Tiempo de ciclo hidráulico		Oscilación del eje	10°
Levantamiento	7,6 segundos	Ángulo de articulación	42,5°
Descarga	1,6 segundos	*Las dimensiones de espacio libre se usan solo como referencia.	
Descenso, vacío, libre	2 segundos		
Tiempo total de ciclo	11,2 segundos		
Transmisión		Normas	
Avance 1	4,5 km/h 2,8 mph	Cabinas certificadas con Estructura de Protección en Caso de Vuelcos (ROPS)/Estructura de Protección contra la Caída de Objetos (FOPS)	
Avance 2	9 km/h 5,6 mph		
Avance 3	16,8 km/h 10,4 mph		
Avance 4	27,5 km/h 17,1 mph		
Retroceso 1	5 km/h 3,1 mph		
Retroceso 2	11 km/h 6,8 mph		
Retroceso 3	19 km/h 11,8 mph		
Retroceso 4	29,3 km/h 18,2 mph		

Fuente: Imagen del equipo de carga subterránea de bajo perfil, Load Haul Dump (LHD), modelo Scooptram R1600H, marca Caterpillar.

Figura 35 Dimensiones técnicas Scooptram Caterpillar - R1600H.

Dimensiones			
Todas las dimensiones son aproximadas.			
			
Capacidad del cucharón	4,2 m ³	Capacidad del cucharón	4,2 m ³
	mm		mm
Ancho del cucharón sobre la cuchilla	2.600	6 Altura: espacio libre sobre el suelo	344
1 Altura: cucharón levantado	5.204	7 Altura: parte superior del capó	1.895
2 Altura máxima de descarga	4.497	8 Altura: parte superior de la ROPS	2.400
3 Altura: pasador del cucharón a levantamiento máximo	3.752	9 Longitud: total (excavación)	9.865
4 Altura: espacio libre de descarga en levantamiento máximo	2.365	10 Longitud: total (acarreo)	9.570
5 Altura: profundidad de excavación	24	11 Longitud: distancia entre ejes	3.536
		12 Longitud: desde el eje delantero hasta el enganche	1.768
		13 Largo: desde el eje trasero hasta el parachoques	3.055
		14 Longitud: alcance	1.255
		15 Ancho: total entre neumáticos	2.400
		16 Ancho: máquina sin cucharón	2.564
		17 Ancho: máquina con cucharón	2.723
		18 Ancho de espacio libre recomendado	3.500
		19 Altura de espacio libre recomendada	3.000

Fuente: Imagen del equipo de carga subterránea Scooptram modelo R1600H, marca Caterpillar.

Figura 36 Limpieza y acarreo en la Unidad Minera el Porvenir.



Fuente: Fotografía tomando en interior mina el Porvenir.

Desate mecanizado

Actualmente en la Unidad Minera Porvenir todas las labores ejecutadas por la empresa IESA S.A. son secciones superiores a 4 metros. A continuación, detallamos las secciones típicas:

Tabla 15 Secciones típicas de la unidad minera Porvenir

Sección	Dimensiones (m²)
Rampas	4.5 × 4.5
Cruceros	4.5 × 4.5
By-Pass	4.5 × 4.5
Cámaras	4.5 × 4.5
Accesos	4.5 × 4.5

Nota. Secciones típicas según tipo de labor en la unidad minera Porvenir.

De acuerdo con el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería (D.S. N°024-2016-EM y su modificatoria D.S. N°023-2017-EM), el Artículo 230 establece que, cuando la altura del techo en una labor minera excede los 4.0 metros, es de uso obligatorio el desate mecanizado. En cumplimiento de esta normativa, se emplea el equipo Scaler o Scalemin como herramienta principal para el desate mecanizado de rocas.

Figura 37 Desate de rocas mecanizado, con equipo Scaler.



Fuente: Fotografía tomando en interior mina el Porvenir.

Sostenimiento

El sostenimiento es uno de los procesos más cruciales, ya que su objetivo principal es garantizar la estabilidad de la excavación, asegurando un entorno de trabajo seguro y facilitando el acceso a las áreas de extracción. El diseño del apoyo debe tener en cuenta varios factores, como las propiedades de la masa rocosa, la orientación de la excavación con respecto a las estructuras geológicas, así como los esfuerzos naturales e inducidos. Además, la forma y las dimensiones de la excavación, la deformación de la corteza rocosa y los elementos relacionados con la sostenibilidad juegan un papel clave en la duración y estabilidad de la excavación. Todo ello depende en gran medida del mapeo geomecánico de la labor excavada, lo cual permite determinar el tipo de sostenimiento adecuado. Por otro lado, si el tiempo de autosoporte excede sus límites, puede generarse una relajación y descompresión del macizo rocoso, aumentando el riesgo de inestabilidad.

A. Tipo de Sostenimiento

Existe dos tipos de sostenimiento, que se usa actualmente en varias unidades mineras.

Sostenimiento Activo

- **Perno Helicoidal:** Son pernos utilizados como anclaje, con adherencia de resina y simbología, especialmente en labores permanentes como la ejecución de rampas de desarrollo. Su diseño helicoidal facilita una penetración eficiente en la roca, proporcionando estabilidad a las estructuras subterráneas al distribuir adecuadamente los esfuerzos y resistir deslizamientos, lo que garantiza la seguridad y durabilidad en los trabajos de excavación.
- **Split Set:** Perno de sostenimiento que funciona por fricción en el taladro, siendo instalado a presión hidráulica con el equipo Bolter de la marca Resemin, lo que provoca el cierre parcial de la ranura. El anclaje depende de la fricción interna y externa con la roca, generando una tensión de carga que estabiliza la excavación. Tiene un diámetro de 38 mm y longitud de 7 pies, siendo adecuado para labores temporales como un sostenimiento provisional.

Sostenimiento Pasivo

- **Malla electrosoldada:** Antes de iniciar el sostenimiento con malla, la corona como los hastiales de la excavación tienen que estar bien desasadas, ya que se puede ocasionar caída de rocas, una vez realizado el desate correctamente se inicia con sostenimiento de malla electrosoldada cubriendo la superficie de la excavación. Para su colocado normalmente se emplea Split set de 7 pies de longitud con un diámetro de 38 mm y para el correcto traslape se usa MiniSplit set de 2 pies.
- **Shotcrete – Concreto lanzado:** Se usa ampliamente para un sostenimiento efectivo, particularmente en aquellas excavaciones donde el macizo rocoso

presenta baja resistencia y calidad. También está relacionado con New Austrian Tunneling Method (NATM), cuyo enfoque principal se basa en el uso de pernos de anclaje en combinación con el Shotcrete que presenta alta deformaciones iniciales. El Shotcrete y los pernos de anclaje forma un conjunto de sistema de soporte muy efectivo. Pero cabe mencionar que también el uso y aplicación de este tipo de sostenimiento es altamente costoso.

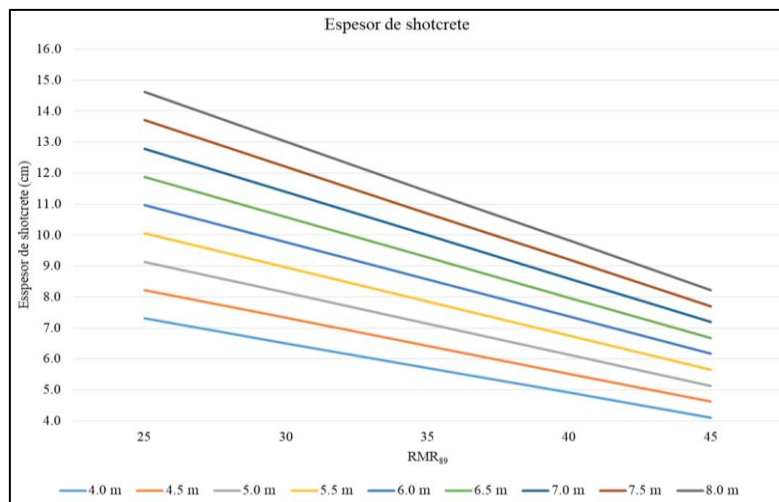
Entonces para poder determinar el espesor de Shotcrete ideal aplicamos la siguiente ecuación, la cual considera la sección de la excavación real (para ello se realiza un dimensionamiento de labor), y la clasificación geomecánico del macizo rocoso.

Ecuación para determinar el espesor de Shotcrete.

Formula:

$$Tc = \frac{8B}{150} [53 - \frac{3}{4}RMR]$$

Figura 38 *Espesor de Shotcrete*

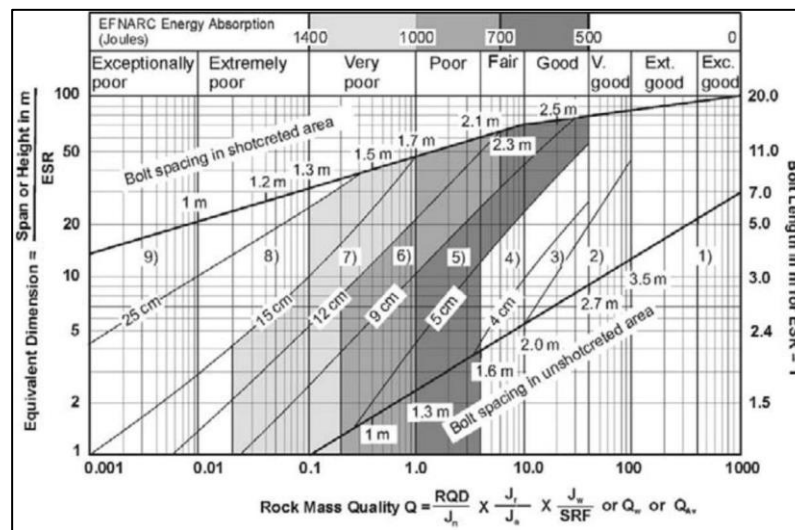


Fuente: Ábaco Modificado de Ucar (2004), que nos indica el espesor de shotcrete según la calidad de macizo rocos y ancho de excavación.

El concreto proyectado será fibra reforzado (SHFR), con el objetivo de incrementar la ductilidad al mismo, de este modo podemos admitir las primeras etapas de la deformación del macizo rocoso generando una condición de seguridad para la instalación del refuerzo final sea con pernos de anclaje y/o algún otro elemento definido por la cartilla geomecánica.

Para definir la demanda de absorción de energía empleamos el ábaco.

Figura 39 Concreto proyectado.



Fuente: Cuadro de diseño de sostenimiento incluyendo el requerimiento de absorción de energía para el concreto. (Papworth, 2002).

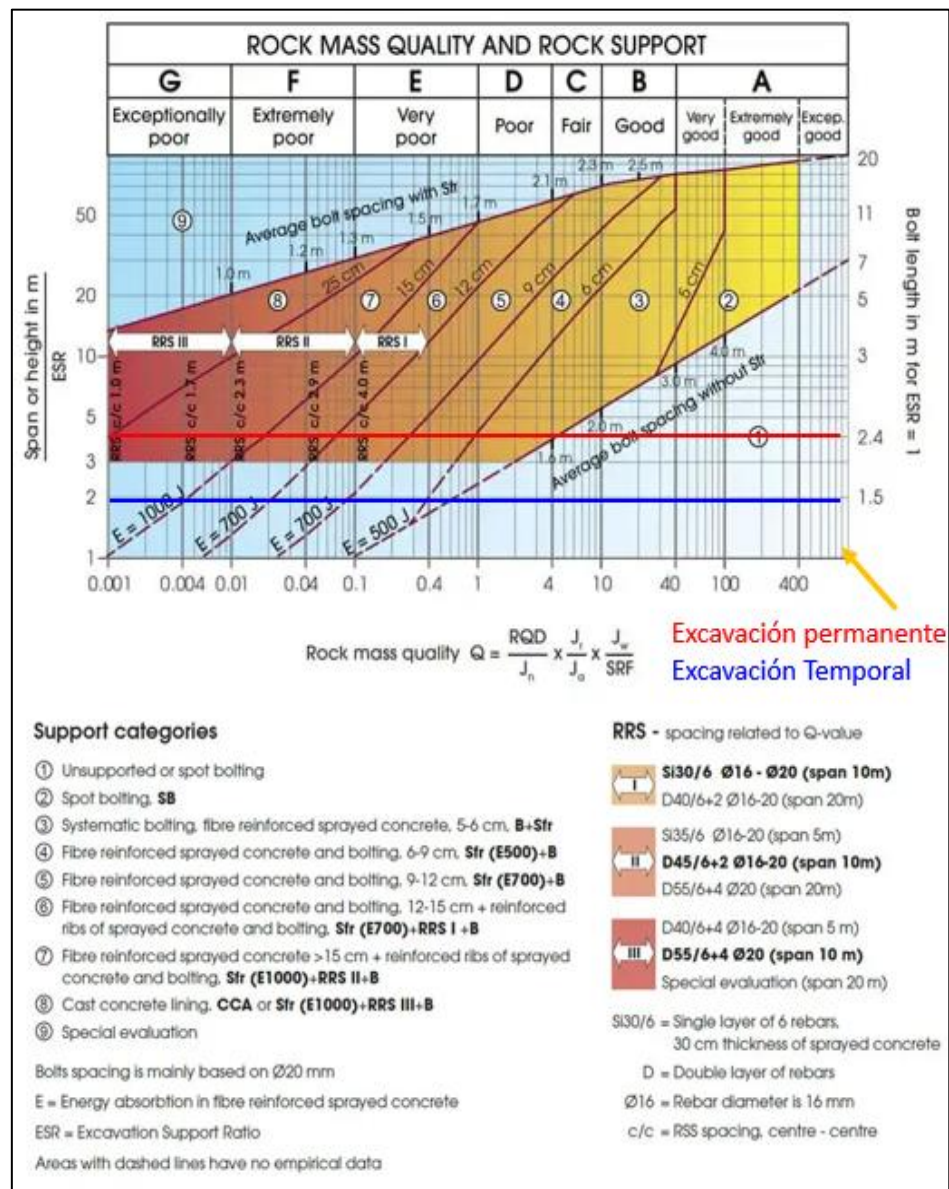
B. Determinar el tipo de sostenimiento según la Excavación

El diseño de los pernos de anclaje considera espaciamiento, longitud, tipo de anclaje y capacidad de carga. Su función principal es resistir el movimiento o desplazamiento del terreno. Estas fracturas y estratos se abren con el tiempo debido a la presión vertical u horizontal, por el efecto de la gravedad en los bloques y con el efecto de las variaciones en la temperatura y humedad en la roca masiva. Los anclajes requieren una longitud en roca competente para desarrollar su capacidad de carga, conocida como "longitud de desarrollo del perno", generalmente especificada como 1.0 m.

Esta longitud también puede calcularse usando mediciones o asumiendo la fuerza de unión, la capacidad de carga axial y un factor de seguridad adecuado (FS). Además, se utiliza el valor de dimensión equivalente (De) de la tabla siguiente, que define las dimensiones máximas según el tipo de excavación (permanente o temporal).

- Excavaciones permanentes max. sección 6.00m (De = 2.6)
- Excavaciones temporales max. sección 8.00m (De = 4.6)

Figura 40 *Ábaco determinación la longitud de anclaje por tipo excavación.*

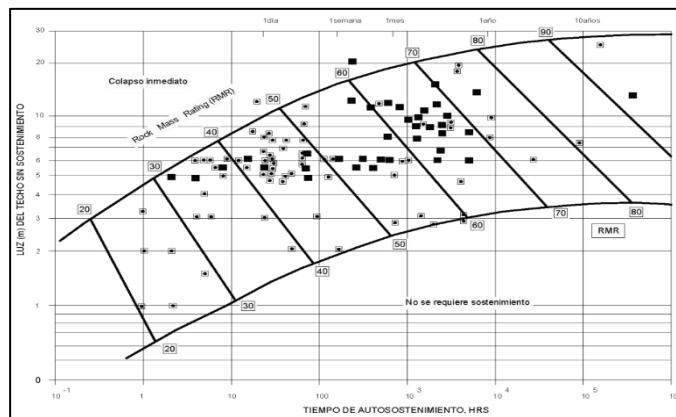


Fuente: propuesto por Barton (NGI, 2015).

C. Tiempo de auto soporte de excavación

“Depende del tiempo de auto sostenimiento del macizo rocoso; sin embargo, la clasificación de Bieniawski (RMR), proporciona el tiempo que permanecerá auto estable una excavación sin sostenimiento. Los daños en el macizo rocoso por la voladura, contribuyen a desestabilizar los hastiales de las excavaciones y disminuyen el tiempo de auto sostenimiento” (Osinergmin, 2017, pg. 80).

Figura 41 *Tiempo de auto sostenimiento segun RMR (Bieniawski 1989).*



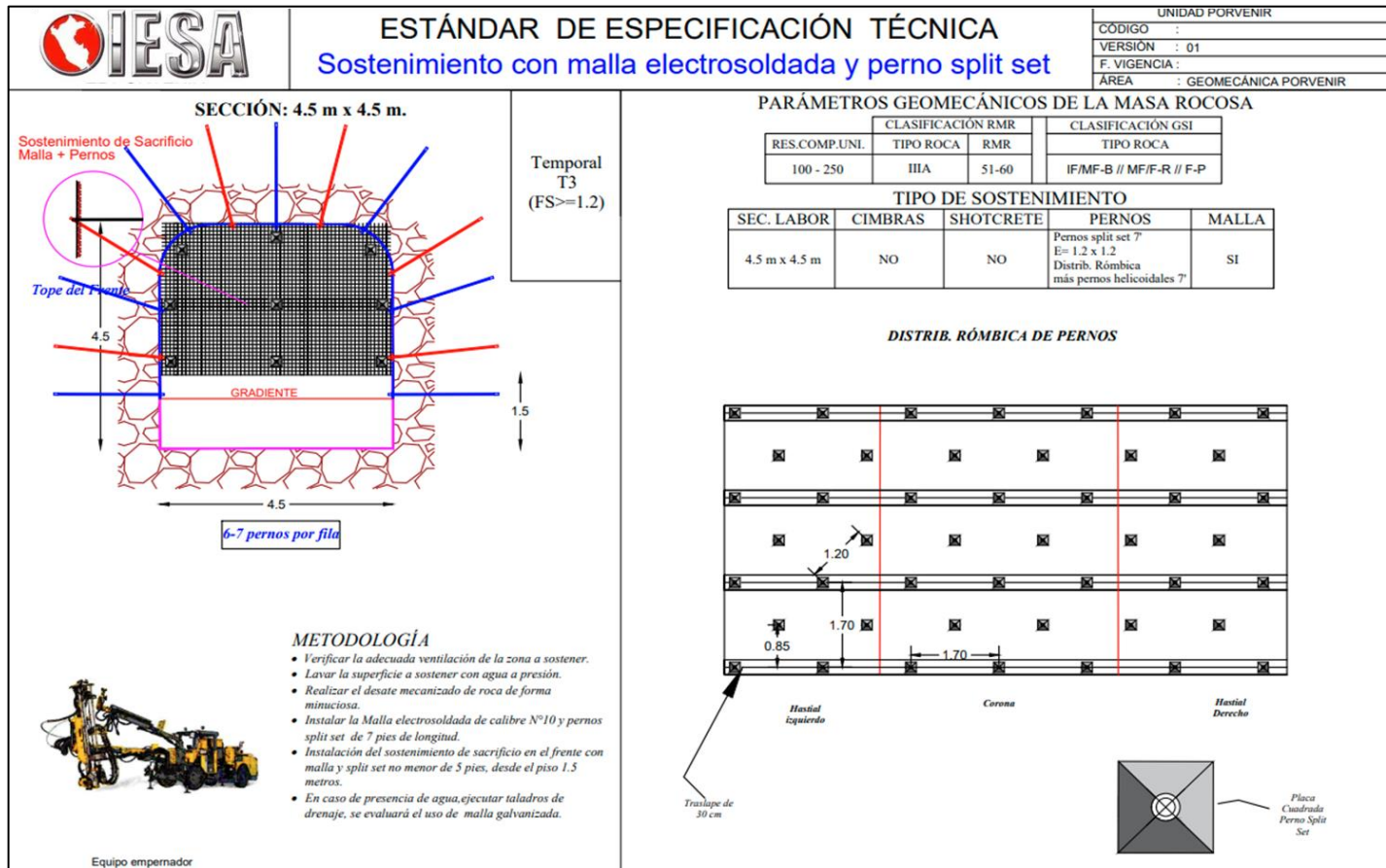
Fuente: propuesto Bieniawski 1989.

Figura 42 *Jumbo emperador, sosteniendo labor.*



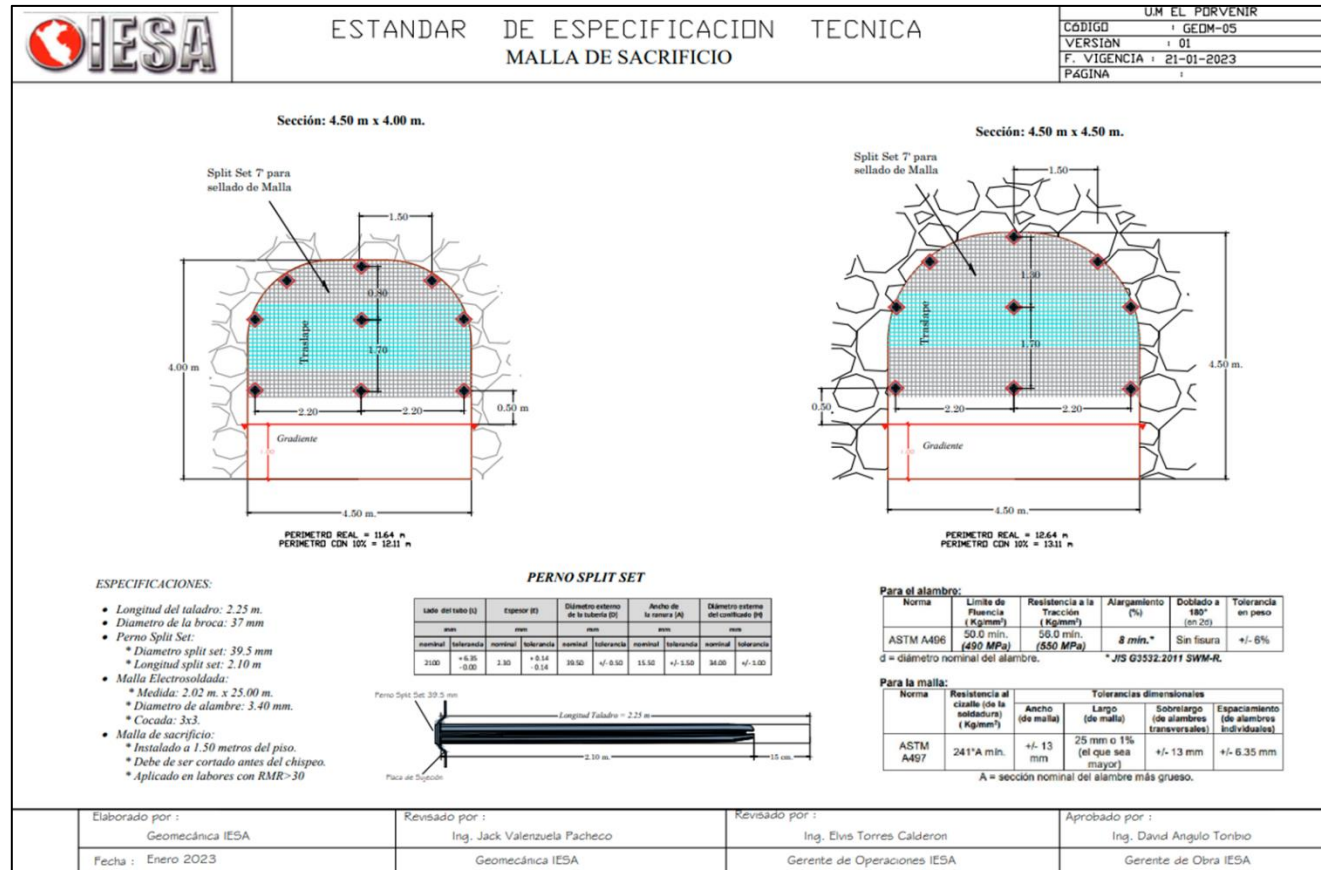
Fuente: Fotografía tomando en interior mina el Porvenir.

Figura 43 Estándar de especificación técnica.



Fuente: Tomado del departamento de Geomecánica.

Figura 44 Estándar de malla de sacrificio.



Fuente: Tomado del departamento de Geomecánica.

2.2.4. Fundamento Teórico de las Vibraciones

Las vibraciones son ondas mecánicas generadas por la liberación repentina de grandes cantidades de energía durante una voladura. Estas ondas se propagan a través del macizo rocoso en forma de ondas sísmicas, extendiéndose desde el punto de detonación hacia zonas más alejadas. En operaciones de minería subterránea, las vibraciones pueden influir negativamente en estructuras cercanas, equipos, sistemas de sostenimiento e incluso alterar la estabilidad del macizo rocoso.

Este fenómeno se manifiesta como un movimiento ondulatorio que, dependiendo de la intensidad de la voladura y las características del terreno, puede recorrer distancias considerables. Durante la detonación de una masa de explosivo confinada dentro de un taladro en el macizo rocoso, se genera de forma instantánea un gran volumen de gases a elevadas presiones y temperaturas. Esta liberación repentina de presión actúa como un impacto violento sobre las paredes del taladro, produciendo ondas de deformación que se propagan a través del macizo rocoso circundante.

Ondas Sísmicas

Existen muchas ecuaciones clásicas que describen el comportamiento de las ondas elásticas, pero cabe mencionar que son inadecuadas para nosotros poder estudiar y describir las vibraciones por efecto de una voladura. Las ondas sísmicas se agrupan en ondas internas y ondas superficiales:

A. Ondas Internas

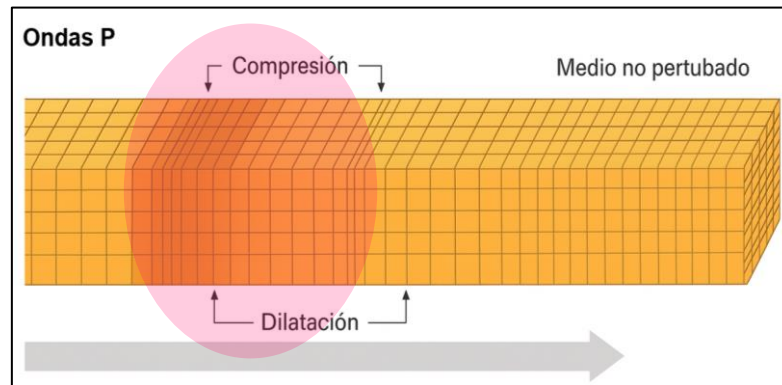
Las ondas internas se propagan al interior del sólido del macizo rocoso, dentro de ellas están las ondas longitudinales y transversales:

Ondas longitudinales

Conocidos también como ondas de compresión o principales (P), se caracterizan porque las partículas del medio vibran en la misma dirección en que

se propaga la onda. Es decir, el material rocoso experimenta compresiones y dilataciones alternadas a lo largo del eje de propagación, generando un movimiento oscilatorio en esa misma dirección.

Figura 45 Ondas de compresión (primarias o P).



Estas ondas viajan a 1.74 veces más que las ondas S y viaja por cualquier tipo de material líquido o sólido. La siguiente ecuación describe la velocidad de propagación de las ondas P, en un medio isótropo (propiedades iguales en todas las direcciones) y homogéneo (propiedades constantes en todo el material).

$$V_P = \sqrt{\frac{K + \frac{4}{3}\mu}{\rho}}$$

Donde:

- V_P : Velocidad de las ondas P.
- K : Módulo de compresibilidad (resistencia del material a la compresión).
- μ : Módulo de corte (resistencia del material a deformaciones por cizalla).
- ρ : Densidad del medio.

Ondas transversales

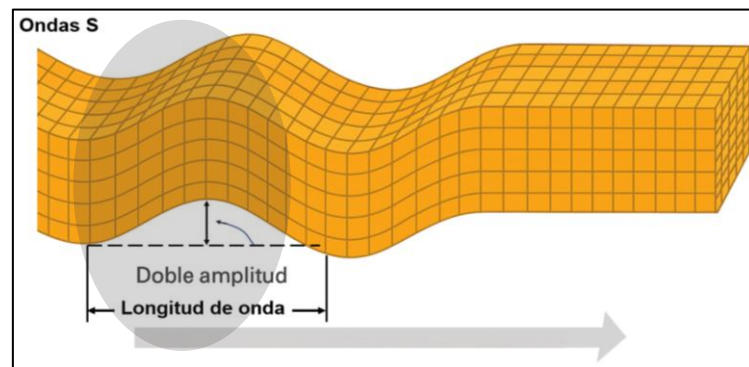
También denominados como ondas de cizalladura o secundarias (S). Se llaman secundarias porque llegan después de las ondas P. Su principal característica es que

provocan oscilación o movimiento de las partículas del material en dirección perpendicular o trasversal a la dirección de propagación de la onda.

- Solo se propagan en sólidos, no en líquidos ni gases.
- Son más lentas que las ondas P.
- Generan un movimiento más destructivo, ideal para estudiar daños en estructuras o macizos rocosos.

Las ondas S son las que **generan las oscilaciones** durante el movimiento sísmico y las que **producen la mayor parte de los daños**.

Figura 46 Ondas de cizallamiento (secundarias o S).



En la siguiente ecuación representa la velocidad de propagación de las ondas transversales S:

$$V_S = \sqrt{\frac{\mu}{\rho}}$$

Donde:

- V_S : velocidad de la onda S.
- μ : módulo de rigidez del material.
- ρ : densidad del material.

Sí “ μ ” es un material muy rígido las ondas S se mueven muy rápido y si “ ρ ” es un material muy denso, las ondas S se mueven más lentos.

B. Ondas Superficiales

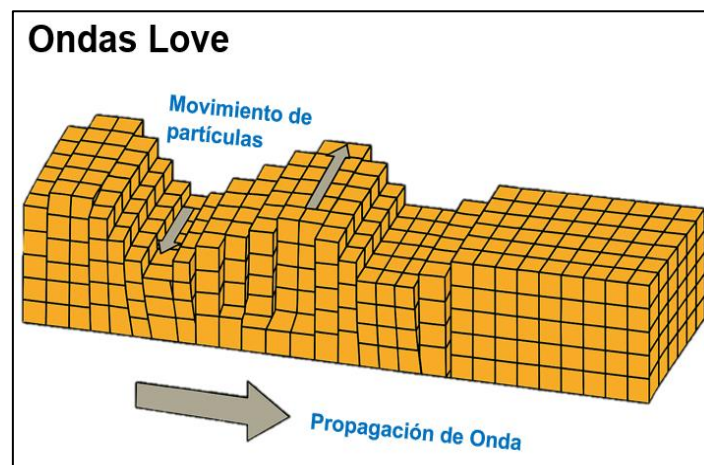
Cuando las ondas sísmicas internas (ondas P y S), generadas en el interior de un macizo rocoso, alcanzan la superficie, se ven afectadas por las discontinuidades, como cambios en las capas geológicas, fracturas o irregularidades del relieve. Estas interacciones dan lugar a un nuevo tipo de ondas llamadas ondas superficiales, las cuales se propagan a lo largo de la superficie terrestre.

A diferencia de las ondas internas, las ondas superficiales como las ondas Rayleigh y Love presentan movimientos más complejos y tienden a disminuir su energía más lentamente con la distancia, lo que las hace más destructivas durante un sismo, especialmente en zonas urbanas. Las ondas superficiales comprenden principalmente dos tipos:

Ondas Love

Las ondas Love son ondas superficiales que producen vibraciones horizontales perpendiculares a la dirección de propagación. Son rápidas, no presentan componente vertical y suelen causar graves daños estructurales debido a su movimiento lateral intenso. La velocidad de esta onda es el 90% a la onda S y un ligeramente a la velocidad de ondas Rayleigh.

Figura 47 *Comportamiento de las Ondas Love.*



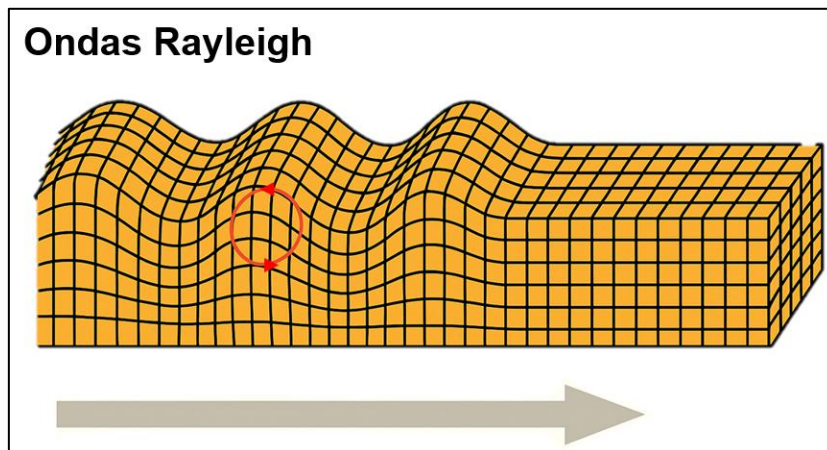
Ondas Rayleigh

Se desplazan a lo largo de la superficie terrestre, generando un movimiento elíptico retrógrado (repetitivo y en sentido contrario a la propagación de la onda) en las partículas del suelo, combinando desplazamientos verticales y horizontales. Fueron descritas por Lord Rayleigh en 1885.

Son más lentas que las ondas de cuerpo, velocidad de propagación es de 70% a las ondas S, pero su movimiento complejo y superficial puede ser altamente destructivo.

Según (Shearer, 2009) “Las ondas de Rayleigh viajan a lo largo de la superficie libre de un sólido elástico y producen un movimiento elíptico retrógrado en el plano vertical. Estas ondas viajan a una velocidad ligeramente inferior a la velocidad de la onda transversal y suelen ser las ondas de mayor amplitud observadas en los sismogramas (p. 234).

Figura 48 *Comportamiento de las Ondas Rayleigh.*

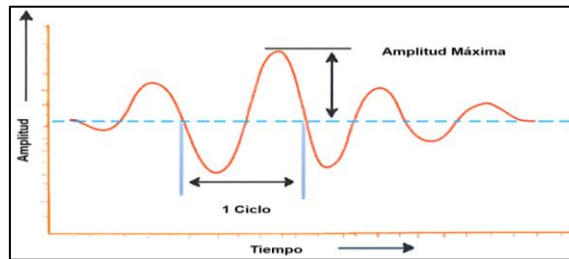


Comportamiento las Ondas de las Vibraciones

A. Amplitud

Desplazamiento máximo de un punto desde su posición de reposo, puede representar velocidad (V), aceleración (A) o desplazamiento (D).

Figura 49 Historial de tiempo de vibraciones.

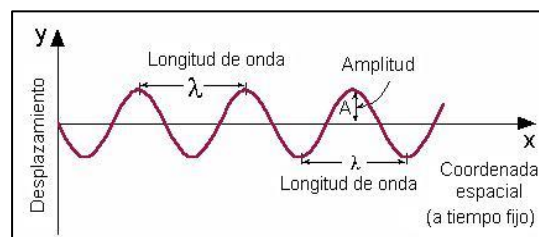


Fuente: Comportamiento de la amplitud. Wikipedia

B. Desplazamiento

Es la distancia de una partícula que se mueve con respecto a su posición de reposo, se denomina desplazamiento (μ) y se mide en milímetros.

Figura 50 Desplazamiento de una onda.

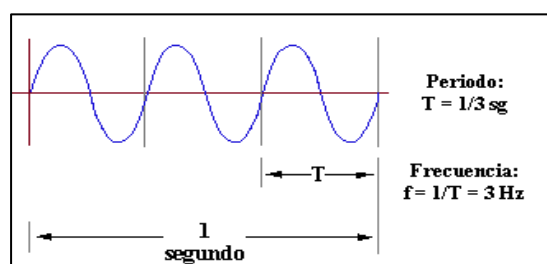


Fuente: Adaptado de Wikipedia.

C. Frecuencia

Es el número de ciclos que sufre una partícula cuando está sujeta a una onda de vibración es medido en ciclos por segundo o Hertz (Hz).

Figura 51 Comportamiento de una frecuencia.



Fuente: Adaptado de Wikipedia.

Formula:

$$f = \frac{1}{T} \quad \text{o} \quad f = \frac{v}{\lambda}$$

Donde:

- T: Periodo de la Onda (ms) es decir el tiempo que completa 1 ciclo.
- f : Frecuencia de la Onda (Hz).
- v : Velocidad de propagación
- λ : Longitud de onda.

D. Velocidad

La velocidad es la razón de cambio del desplazamiento en el tiempo. En vibraciones, la partícula varía continuamente su velocidad y alcanza el valor máximo al pasar por el punto de equilibrio. La velocidad máxima se obtiene a partir del desplazamiento y la frecuencia mediante la ecuación correspondiente.

$$V = 2 * \pi * f * \mu$$

Donde:

- V: Velocidad de partícula (metros / segundo o pulgada / segundo).
- F: Frecuencia en Hertz.
- μ : Desplazamiento (milimetro o pulgadas).

E. Aceleración

Es la variación de la velocidad en el tiempo, alcanzando su valor máximo en el mayor desplazamiento de la partícula. Se mide en mm/s², in/s² o en múltiplos de la gravedad.

2.2.5. Generación de Vibraciones por Voladuras

Las voladuras generan vibraciones sísmicas producto de la rápida liberación de energía al detonar explosivos en el macizo rocoso. Estas vibraciones se propagan en forma de ondas elásticas que disminuyen su intensidad conforme se alejan del punto de origen. El estudio de estas vibraciones se divide comúnmente en dos zonas principales según la distancia: **campo cercano** y **campo lejano**, cada una con características distintas en cuanto a comportamiento de ondas, amplitud, frecuencia y efectos en el terreno o estructuras.

2.2.6. Modelos de Predicción de Vibraciones.

Como se ha señalado previamente, los modelos de predicción de vibraciones pueden desarrollarse a partir de datos obtenidos en campo. Para ello, es fundamental contar con tres elementos clave:

- La magnitud de las vibraciones generadas por la detonación de una carga explosiva.
- La cantidad de explosivo utilizada para alcanzar determinado nivel de vibración.
- La distancia entre el punto de detonación y el lugar donde se registra la vibración.

Estos parámetros permiten establecer relaciones empíricas que facilitan estimar los niveles de vibración en función de la carga y la distancia.

2.2.7. Modelos de Propagación de Vibraciones

Los modelos de propagación de vibraciones tienen como objetivo principal estimar la respuesta del terreno ante una voladura, considerando variables como la carga explosiva, la distancia al punto de medición y las características del medio rocoso. Estos modelos permiten predecir la Velocidad Pico de Partícula (PPV), que es el parámetro más utilizado para evaluar el nivel de vibración inducido y su posible impacto. La PPV se define como el valor máximo instantáneo de la velocidad con la que una partícula del terreno o del macizo rocoso vibra cuando una onda sísmica pasa a través de ella.

Este parámetro se mide mediante geófonos triaxiales, que registran las componentes de vibración a lo largo de los ejes X, Y y Z.

Para predecir la velocidad máxima de las partículas (PPV), se han propuesto diversas ecuaciones empíricas que consideran factores controlables, como la distancia al sitio de voladura y el peso de la carga por retardo.

Tabla 16 Ecuaciones empíricas para predecir los niveles de PPV (mm/s).

FUENTE	ECUACIÓN PREDICTIVAS DE PPV
USBM (Duvall and Fogelson, 1962)	$PPV = K * \left(\frac{D}{\sqrt{Q_{MAX}}} \right)^{\beta}$
Ambraseys-Hendron, 1968	$PPV = K * \left(\frac{D}{\sqrt[3]{Q_{MAX}}} \right)^{\beta}$
Indian Standard, 1973	$PPV = K * \left(\sqrt{\frac{Q_{MAX}}{D^{2/3}}} \right)^{\beta}$
Longefors and Kihlstrom, 1973	$PPV = K * \left(\sqrt{\frac{Q_{MAX}}{D^{3/2}}} \right)^{\beta}$
Ghosh and Daemon, 1983	$PPV = K * \left(\frac{D}{\sqrt{Q_{MAX}}} \right)^{\beta} * e^{\alpha * D}$
Ghosh and Daemon, 1983	$PPV = K * \left(\frac{D}{\sqrt[3]{Q_{MAX}}} \right)^{\beta} * e^{\alpha * D}$
Birch and Chaffer, 1983	$PPV = K * R^{\alpha} * Q_{MAX}^{\beta}$
Gupta et al, 1987	$PPV = K * \left(\frac{Q_{MAX}}{D^2} \right)^{\beta} * e^{\alpha * D}$
Gupta et al, 1987	$PPV = K * \left(\frac{Q_{MAX}^{2/3}}{D} \right)^{\beta} * e^{\alpha * D}$
Gupta et al, 1988	$PPV = K * \left(\frac{D}{\sqrt{Q_{MAX}}} \right)^{\beta} * e^{\alpha * \frac{D}{Q_{MAX}}}$
Roy P.P., 1991	$PPV = K * \left(\frac{D}{\sqrt[3]{Q_{MAX}}} \right)^{-1} + \beta$
CMRI, 1993	$PPV = K * \left(\frac{D}{\sqrt[3]{Q_{MAX}}} \right)^{-1} + \beta$
Rai and Singh, 2004	$PPV = K * D^{\beta} * Q_{MAX} * e^{\alpha}$

Nota. En las ecuaciones propuestas, las constantes K y Alpha dependen del tipo de roca, explosivo y zona geológica. Estas deben ser determinadas mediante análisis específicos del área de estudio. Fuente: La tabla ha sido adaptada de Abolghasemifar et al. (2017).

2.2.8. Modelo de Campo lejano

Comprenden las zonas más alejadas del punto de voladura, donde las ondas sísmicas ya han recorrido mayores distancias y han perdido parte de su energía. En esta región, las vibraciones se atenúan considerablemente y presentan frecuencias más bajas y amplitudes menores.

A. Distancia Escalar

El término distancia escalar se refiere a la variable que cuantifica la relación entre la distancia en metros y la masa del explosivo detonado, expresada en kilogramos. Esta magnitud es esencial en el análisis de la propagación de ondas de choque generadas por la explosión. La fórmula matemática asociada a “D” es utilizada para modelar la distribución de la energía liberada en función de la distancia radial desde el epicentro de la detonación.

Tabla 17 Ecuaciones para hallar distancia escalar.

Ecuaciones	Distancia Escalar (SD)
Criterio Experimental	$SD = \left(\frac{d}{w^{\frac{1}{2}}}\right) * e^{d*b/\alpha}$
Criterio General	$SD = \left(\frac{d}{w^{\beta/\alpha}}\right)$
Ecuación Langerfors (1963)	$SD = \left(\frac{d}{w^{3/2}}\right)$
Hendron (Bulletin 656)	$SD = \left(\frac{d}{w^{1/3}}\right)$
Ecuación Divine (1962)	$SD = \left(\frac{d}{w^{1/2}}\right)$

Nota. Ecuaciones que describe el comportamiento distancia escalar.

B. Método general:

Para poder realizar cálculo de la velocidad pico partícula (PPV) teórico:

$$PPV = K * D^{\alpha}$$

Donde:

- VPP: velocidad pico partícula en mm/seg o in/seg.
- D: Distancia escalar.
- K: Facto de velocidad.
- α : Factor de decaimiento.

El parámetro “D” nos da la relación de la distancia en metros (m) y la cantidad de explosivo usado en kilogramos (kg).

C. Modelo Matemático DIVINE

En el caso del campo lejano, el estudio de los registros de vibraciones permite estimar la velocidad de las partículas generada por cada carga o conjunto de cargas.

A partir de este análisis, Devine (1966) desarrolló un modelo basado en cargas

explosivas de forma cilíndrica. Este enfoque se resume la siguiente ecuación, la cual representa su fórmula para calcular la velocidad pico de partícula, ampliamente empleada en contextos de campo lejano.

$$V = K * \left[\frac{d}{1} \right]^{-\alpha} Q^{\frac{1}{3}}$$

Donde:

- V: Velocidad de partícula (mm/seg).
- d: Distancia de punto de voladura.
- K: Factor de velocidad.
- Q: Carga operante.
- α : Factor de decaimiento.

Este criterio que se plantea, representa el comportamiento de las vibraciones, por el tipo de carga explosiva usados en voladuras de tajo abierto.

Modelo de Campo cercano

Se refiere a la zona próxima al punto de detonación, típicamente a una distancia de hasta 5 a 10 veces el radio de carga. En esta área, predominan ondas de alta frecuencia y gran amplitud, y se pueden presentar efectos como fragmentación intensa de la roca, generación de zonas de daño o agrietamiento y alta energía transmitida. En el campo cercano, las ondas aún no han perdido energía significativamente y el comportamiento es fuertemente influenciado por las condiciones del macizo rocoso y el diseño de voladura.

Modelo matemático Holmberg y Persson.

Modelo matemático

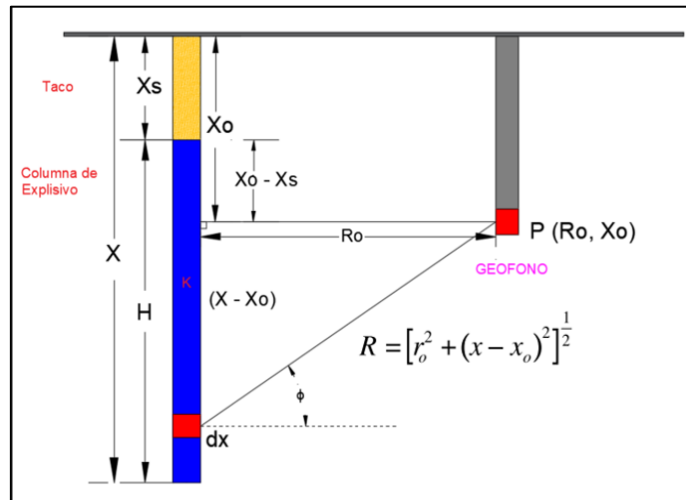
El presente modelo matemático es uno de los más usados en minería, ya que mejores resultados a dado. Este modelo nace a partir de estudios desarrollados por la

Swedish Detonic Research Foundation (SveDeFo), una institución sueca pionera en investigación sobre vibraciones y voladuras. Holmberg y Persson (1978) formularon los primeros modelos predictivos de daño por voladuras, basados en ecuaciones integrales que permitían estimar con mayor precisión la velocidad pico de partícula (PPV) generada por cargas distribuidas. Más adelante, Holmberg (1993) concluyó que el daño en el macizo rocoso es producto de varios factores: grandes amplitudes de onda de choque, presiones elevadas en el taladro, generación de grietas radiales, presiones de gases explosivos, reducción de la resistencia al esfuerzo cortante y vibraciones inducidas que afectan el perímetro de las voladuras. Los trabajos de Holmberg (1993) y Persson (1997) consolidaron la relación entre la deformación del macizo y los criterios de daño por ondas unidimensionales.

Según Holmberg y Persson (1978), “la onda sísmica se desplaza en el macizo rocoso en una forma elíptica, decreciendo con la distancia, y el daño en el entorno al pozo cargado es la resultante del quiebre en este entorno elástico y homogéneo del medio en el que se transmite”, lo cual se representa en la ecuación del modelo matemático que desarrollaron para estimar la Velocidad Pico Partícula (PPV) generada por voladuras.

Ecuación Holmberg y Persson:

Figura 52 Parámetros Holmberg y Persson modelación de atenuación PPV.



Fuente: Esquema de vibración para campo cercano –
Modelo de Holmberg y Persson (1979).

Formula:

$$PPV = K * \gamma^\alpha * \left[\int_0^H \frac{dh}{[R^2 + (R_0 * \tan\phi - h)^2]^{\frac{\beta}{2\alpha}}} \right]^\alpha$$

Donde:

- PPV: Velocidad pico partícula en (mm/s).
- γ : Es la concertación de la carga lineal (kg/m) y dh elemento de carga que contribuye al PPV, en el punto P, R_0 , X_0 , que son parámetros geométricos.
- H: Longitud de la carga explosiva (m).
- X_s : Longitud sin carga (m).
- X: Longitud de taladro (H + X_s) (m).
- β : Constante de decaimiento del explosivo.
- R_0 : Distancia perpendicular de taladros al geófono (m).
- ϕ : Angulo entre la carga explosiva y el geófono ($^\circ$).
- K: Constante especifica del sector.

- α : Constante de propagación de la onda en el macizo rocoso.

A través del uso de análisis de regresión, se obtendrán las constantes empíricas K y α . Se sugiere contar con al menos 10 mediciones válidas por cada variable independiente, con el propósito de evitar que el coeficiente de determinación de la regresión presente sesgos.

Dado que la ecuación original de Holmberg y Persson (1978) no tiene solución analítica, se simplifica asumiendo que la constante de propagación de la onda de la roca equivale a la mitad de la de decaimiento del explosivo, resultando de la siguiente ecuación PPV.

Formula:

$$PPV = K * \left(\frac{Y}{R_0}\right)^\alpha * \left[\phi - \tan^{-1}\left(\frac{R_0 * \tan\phi - H}{R_0}\right)\right]^\alpha$$

Para poder trabajar mejor la Ecuación anterior, ésta se simplifica en la siguiente ecuación, que hace referencia a la ecuación de Holmberg y Persson (1978) simplificada.

$$PPV = K * \left(\frac{Y}{R_0}\right)^\alpha * \left[\arctan\left(\frac{H + T - X_0}{R_0}\right) + \arctan\left(\frac{X_0 - T}{R_0}\right)\right]^\alpha$$

Donde las nuevas variables:

- T : Taco (m).
- X_0 : Profundidad del geófono (m).

Constante K y Alpha

Onederra y Esen (2003) llevaron a cabo un estudio en el que determinaron las constantes K y Alpha del modelo matemático planeado inicialmente por Holmberg y Persson, con el objetivo de predecir la velocidad pico de partícula (PPV) en el campo cercano para distintos tipos de explosivo. El enfoque analítico propuesto permite

estimar los halos de daño generados por la voladura con una menor necesidad de instrumentación y monitoreo. La metodología fue validada mediante cuatro casos de estudio propuesto por la investigación realizada, cuyo resumen se presenta en la Tabla.

Tabla 18 *Caso de estudio, Validación del método propuesto*

Caso estudio	Explosivo	K, α (método actual)	K, α (método alternativo)	Daño incipiente (m) actual	Daño incipiente (m) alternativo
1	Booster	4596; 0.76	6387; 1.17	0.31	0.29
2	ANFO	456; 1.12	563; 0.87	6.5	6.8
3	Emulsión	470; 0.94	472; 0.99	7.0	7.1
4	Watergel	150; 0.87	175; 1.16	0.8	1.25

Nota. Estudio realizado por Onederra y Esen (2003).

2.2.9. Criterio de la velocidad pico partícula crítica (PPVC)

Los altos niveles de vibraciones generados por una voladura, pueden dañar el macizo rocoso circundante, esto conlleva a que se puedan producir nuevas fracturas y dilatando fracturas existentes. Esto significa la esfuerzos dinámicos y deformaciones excesivas en el macizo rocoso, lo cual puede comprometer su estabilidad, producir fracturamiento no controlados. Estos efectos pueden deberse a diversos factores, como el exceso de carga operante, una mala distribución de los taladros, errores en el diseño de voladura o condiciones geomecánicas.

Por otro lado, niveles bajos de vibración pueden ocasionar una fragmentación deficiente, lo que complica las operaciones de carguío y transporte del material. Esto no solo reduce la eficiencia operativa, sino que también incrementa los costos y requerir voladuras secundarias.

En este contexto, es fundamental mantener un nivel óptimo de vibraciones, una buena fragmentación y la preservación de la estabilidad estructural.

La velocidad vibracional de las partículas está estrechamente vinculada con el fracturamiento del macizo rocoso, sobre todo en zonas confinadas próximas a la carga

explosiva, donde los esfuerzos inducidos son mayores. Por ello, el análisis de la velocidad de partícula constituye un método eficaz para estimar el grado de fragmentación generado por la voladura.

Formula:

$$E = \frac{PPV}{V_P}$$

A partir de la ley de Hooke y el comportamiento elástico de la roca, es posible estimar la velocidad pico de partícula crítica (PPVc), es decir, el valor máximo que puede soportar el macizo rocoso antes de que ocurra la falla.

Esta estimación se realiza en función de la resistencia a la tracción (σ_t), el módulo de Young dinámico (E) y la velocidad de propagación de la onda P o Velocidad sónica del macizo rocoso (Vs), mediante la relación de estos parámetros mecánicos con el umbral vibracional admisible para evitar el daño.

Tabla 19 *Propiedades físicas del macizo rocoso.*

Propiedad física	Símbolo
Resistencia a la compresión	Rc
Densidad	ρ
Módulo de Young	E
Relación de Poisson	V
Módulo de corte	G
Módulo de bulk	K
Velocidad de onda de corte	VS
Velocidad de onda compresiva	VP
Módulo de Young (cálculo por ondas S y P)	Ed
Velocidad de detonación del explosivo	VOD

Nota. Ed: módulo de Young calculado a partir de las velocidades de onda de cizalla (S) y compresión (P).

Tabla 20 Estimación PPV crítica teórica según el tipo de roca.

Tipo de Roca	Resistencia a la Tracción [MPa]	Velocidad de Onda P [m/s]	Módulo Young [GPa]	Velocidad de Partícula Crítica [mm/s]
Cuarzo-1	14.0	5 102	55.5	1 286
Brecha-1	7.3	4 298	30.2	1 037
Milonita	1.9	2 940	14.6	380
Ox-1	6.7	4 373	35.2	836
Ox-2	7.2	4 804	44.4	774
Cuarzo-2	8.4	4 207	42.7	823
Brecha-2	3.9	4 041	39.3	401
Andesita-1	14.9	4 975	67.3	1 100
Diorita	13.2	4 650	48.6	1 260
Brecha-3	11.3	4 650	58.3	900
Pórfido-1	6.7	3 829	31.2	823
Pórfido-2	5.1	3 661	46.6	401

Nota. Este estudio se basa en trabajos de Khandelwal y Ranjith (2010), quienes establecieron ecuaciones empíricas con alto coeficiente de determinación para correlacionar diversas propiedades de las rocas.

La siguiente ecuación representa los valores de la velocidad pico partícula crítica, la cual sería un índice estimativo para estimar el daño inducido al macizo rocoso. Para obtener el modelamiento de las vibraciones, previamente el área de geomecánica debe proporcionar los parámetros de roca para determinar la velocidad pico partícula crítica (PPV_C).

$$PPV_C = \frac{\sigma_t * V_p}{E}$$

Donde:

- PPV_C: velocidad pico partícula crítica (mm/seg).
- σ_t : Resistencia a la tracción (Mpa).
- V_p: Velocidad de propagación de la onda (mm/seg).
- E: Modulo de Young para una roca intacta (Gpa).

Tabla 21 Velocidad pico partícula según nivel de fracturamiento.

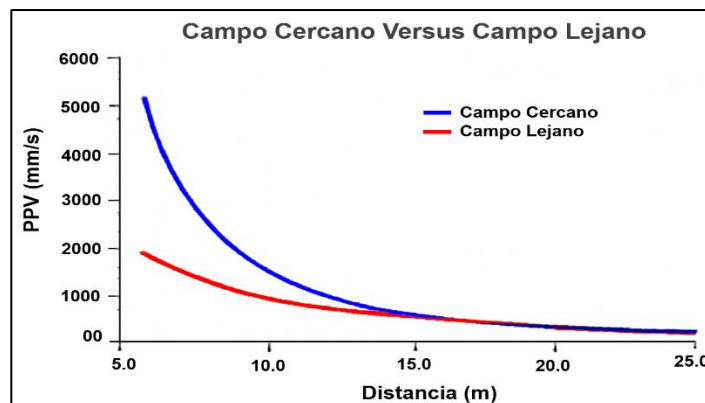
Nivel de fracturamiento	Umbral de PPV
Intenso fracturamiento	PPV > 4 PPV _c
Creación de nuevas fracturas	PPV > 1 PPV _c
Extensión de fracturas existentes	PPV > ¼ PPV _c

Nota. Escala de daño mediante PPV crítico, descrito por McKenzie (1992).

2.2.10. Comportamiento Campo Cercano versus Campo Lejano

El comportamiento de los campos cercano y lejano se describe a partir de las ecuaciones previamente mencionadas: para el campo lejano, se utiliza la ecuación de Divine, mientras que, para el campo cercano, se emplea la ecuación de Holmberg & Persson. Estas ecuaciones modelan cómo las ondas de vibración generadas por las voladuras se propagan a través del macizo rocoso. A diferencia de otros modelos, en el análisis del campo cercano, se debe considerar la carga explosiva de forma distribuida, tomando en cuenta factores como la distancia a la carga, la longitud del taco, la densidad lineal del explosivo, entre otros aspectos geométricos relevantes.

Figura 53 Comportamiento del campo cercano versus lejano.



Fuente. APS Blastrocnics.

2.2.11. Análisis de PPV mediante el software JKSimBlast

Fue desarrollado por el Centro de Investigación Minero Australiano Julius Kruttschnitt (JKMRC), JKSimBlast es un software de voladuras. Su principal valor

radica en la capacidad de visualizar la secuencia de detonación antes de la ejecución, lo que permite identificar y corregir errores críticos en el diseño. El programa ayuda a prevenir anomalías como la elección de explosivos inapropiados, el uso de retardos incorrectos, amarres de pozos defectuosos o una mala distribución espacial de las perforaciones. JkSimBlast opera a través de módulos especializados e independientes como 2D Bench, 2D Face y 2D Ring.

El software JKSimBlast es una herramienta avanzada y altamente eficiente en el ámbito del diseño y simulación de voladuras. En el contexto de este estudio, se ha seleccionado software debido a su capacidad para integrar una de sus herramientas clave en el análisis de la velocidad pico de partícula (PPV). Utilizando las ecuaciones de Holmberg y Persson, el software permite realizar estimaciones precisas de la velocidad máxima de pico de partícula generada durante una voladura, considerando factores como la densidad de carga lineal (kg/m) y las constante K y α para resolver dicha ecuación.

El objetivo de este análisis es calcular la PPV máxima que se podría generar en condiciones específicas de voladura, y posteriormente, comparar estos valores con las estimaciones teóricas. A través de esta comparación, se busca validar la fiabilidad del modelo teórico y ajustar los parámetros del diseño de voladura en función las características de la roca.

Módulos de Software JKSimBlast

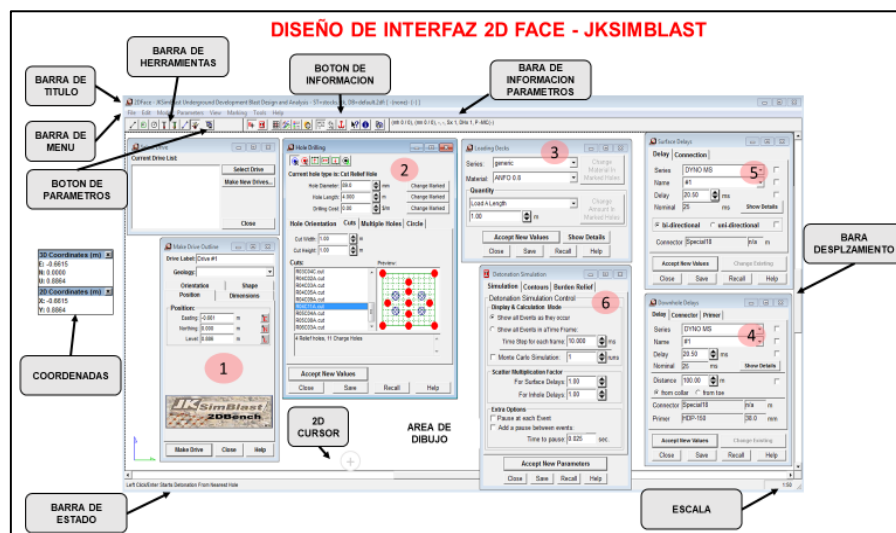
El software JKSimBlast se compone de varios módulos especializados para la simulación y administración de datos relacionados con las operaciones de tronadura. Este se subdivide en tres subprogramas clave: 2DBench, 2DFace, y 2DRing. Cada uno de estos módulos tiene aplicaciones específicas para el diseño y análisis de mallas de perforación y voladura, tanto en minería a cielo abierto como en otras aplicaciones de

tronadura, pero para nuestro caso de estudio vamos a utilizar más el modo 2D FACE, ya que sus herramientas son específicamente para labores mineras subterráneas.

A. Modo 2D Face JKSimBlast

El módulo 2D FACE es una herramienta del software cuya finalidad es permitir diseño de una frente de avance. Se realizará una detallada explicación de las principales particularidades de este software, como, por ejemplo: diseño de frentes de explotación, perforación de barrenos, carguío de explosivos y detonadores, amarre de barrenos y como última instancia la simulación de tronadura del frente.

Figura 54 Interfaz del modelo 2D FACE – software JKSimBlast.

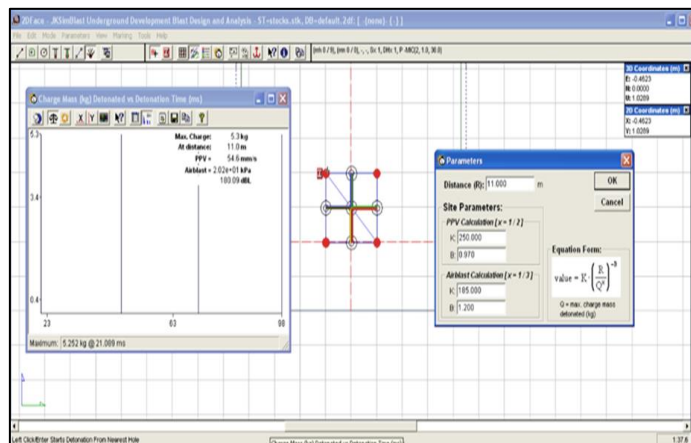


Fuente: Sacado del Centro de Investigación Minero Australiano (JKMRC).

Las herramientas que resultan de mayor interés para nuestro trabajo de estudio es el modelo matemático de Holmberg y Persson para estimar la máxima velocidad pico de la partícula (PPV) producida por un taladro, según la ecuación que plantearon. Sin embargo, es fundamental calcular con precisión las constantes K y α , ya que estos valores dependen en gran medida de las consideraciones geológicas, como el tipo de roca y la profundidad de la labor. Por lo tanto, la correcta estimación de estas constantes es crucial.

Así al aplicar este modelo en nuestro estudio, no solo debemos considerar las características geológicas del sitio, sino también las metodologías más actuales para la determinación precisa de K y α , con el fin de obtener estimaciones más confiables y ajustadas a las condiciones del terreno en el que se desarrollan las labores de voladura.

Figura 55 Modelamiento de la ecuación Holmberg y Persson - JKSimBlast.

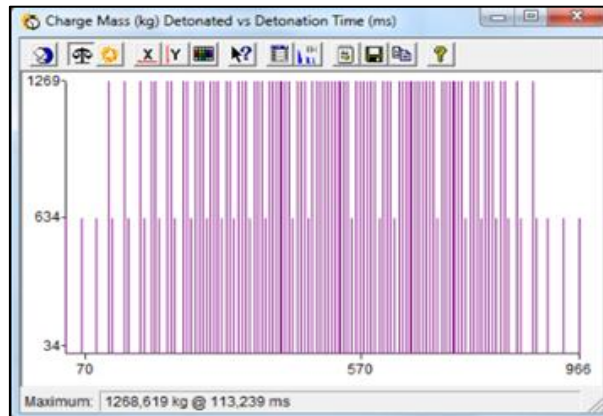


Fuente: Sacado del Centro de Investigación Minero Australiano (JKMRC).

También podemos analizar "Charge Mass (kg) Detonated vs Detonation Time (ms)", como herramienta fundamental para poder representar la relación entre la masa de carga (kg) detonada y el tiempo de detonación (ms).

- **La masa total detonada a un tiempo específico:** Puedes ver cuánta masa de explosivo se ha detonado en ciertos intervalos de tiempo.
- **El tiempo de detonación de cada carga:** La gráfica muestra cómo el tiempo de detonación se distribuye a lo largo del proceso.
- **La sincronización de detonaciones:** Permite evaluar si las detonaciones están ocurriendo de manera eficiente o si hay retrasos o problemas en la secuencia.

Figura 56 Relación masa de carga detonada vs tiempo detonación.



Fuente: Sacado de Centro de Investigación Minero Australiano (JKMRC).

2.2.12. Instrumentación sísmica en voladuras

El monitoreo de vibraciones generadas por voladuras es fundamental para poder evaluar el impacto que puede generar al macizo rocoso, como también a las estructuras cercanas y condiciones operativas. Para registrar y analizar las oscilaciones del terreno causadas por estas detonaciones, se emplean sistemas de monitoreo sísmico.

A. Sismógrafos

Es un sistema complejo diseñado para detectar, medir y registrar las vibraciones del terreno originadas por las voladuras, , además viene con un software especializado para el análisis. Su función principal es convertir las vibraciones en datos digitales, generando sismogramas, los cuales representan gráficamente la intensidad, duración y frecuencia del movimiento del macizo rocoso.

Figura 57 Sismógrafo de registro marca instantel.

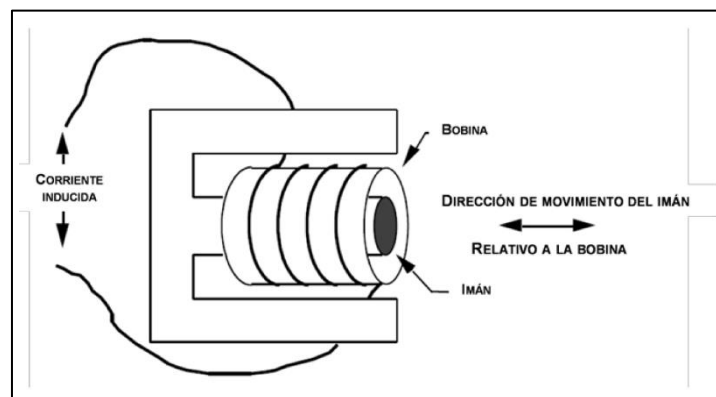


Fuente: Instantel.

B. Geófono

Es un sensor sísmico que detecta el movimiento del terreno, principalmente la velocidad de las partículas. Funciona mediante una bobina móvil dentro de un campo magnético, generando una señal eléctrica proporcional al movimiento detectado. La siguiente imagen muestra el principio de funcionamiento de un geófono, específicamente el mecanismo electromagnético por el cual convierte el movimiento del terreno en una señal eléctrica.

Figura 58 Funcionamiento de un geófono electromagnético.



Fuente: Instantel.

Fundamento de un geófono:

- Imán: Permanente que se mueve en respuesta de las vibraciones del suelo.

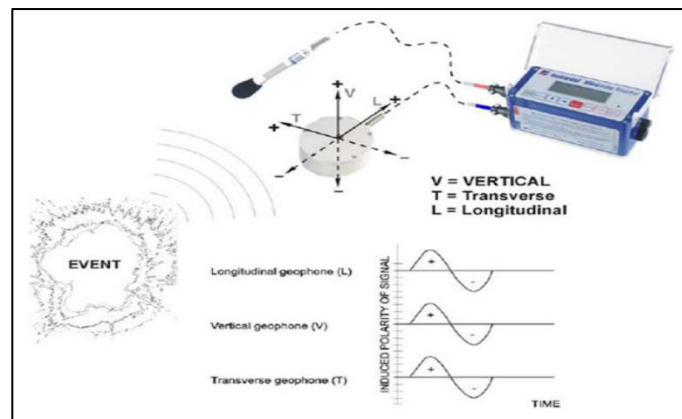
- Bobina: Es un devanado de hilo conductor colocado alrededor del imán o fijado al armazón del sensor. En este caso, la bobina esta fija y el imán ese mueve relativamente dentro de ella.
- Dirección del movimiento del imán relativo a la bobina: El movimiento vibratorio del suelo hace que el imán se desplace respecto a la bobina, lo cual genera un cambio en el campo magnético.
- Corriente inducido: Este movimiento relativo genera, por ley de Faraday, una corriente inducida en la bobina. Esa corriente es proporcional a la velocidad del movimiento del terreno.

Tabla 22 *Fundamento practico de un geófono.*

Elemento del proceso	Descripción
Causa del movimiento	El terreno se mueve, debido a una voladura.
Acción mecánica	El imán se desplaza dentro de la bobina.
Efecto electromagnético	Se modifica el campo magnético que atraviesa la bobina.
Resultado eléctrico	Se genera una tensión inducida (señal eléctrica).
Registro y análisis de datos	La señal se envía al sismógrafo para su almacenamiento y análisis.

Nota. El cuadro describe el mecanismo de medición de movimientos del terreno por inducción electromagnética, fuente InstanTEL.

Figura 59 *Esquema de medida y registro de las vibraciones.*



Fuente: InstanTEL.

C. Computador

Se empleará una computadora con el software Blasware, utilizado para procesar e interpretar los datos de vibraciones generadas por las voladuras. Este programa permite obtener parámetros clave como el PPV y la frecuencia.

2.2.13. Técnicas para el monitoreo y registro de vibraciones

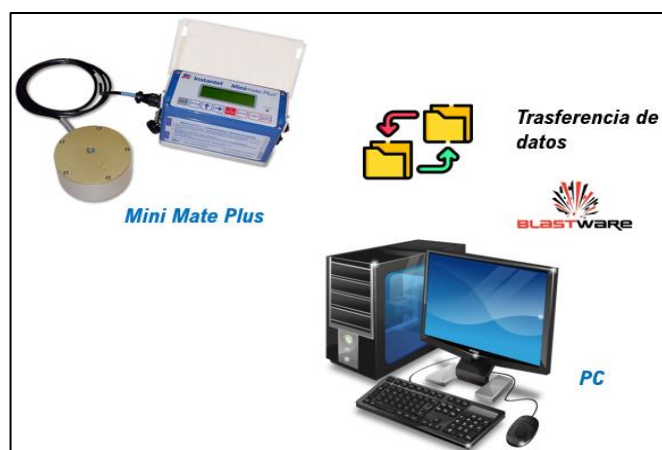
Los geófonos constituyen una herramienta fundamental en el análisis de vibraciones inducidas por voladuras, por lo que es indispensable comprender su principio de funcionamiento y aplicación. Su propósito principal es registrar la velocidad pico de partícula (PPV) generada por cada carga explosiva detonada, información que depende directamente de la distancia entre el punto de medición y el origen de la voladura.

El monitoreo de las vibraciones, junto con el conocimiento de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, posibilita estimar el riesgo de daño estructural. Vibraciones de elevada magnitud pueden comprometer la integridad del macizo, generando nuevas fracturas o ya existentes.

2.2.14. Software Blastware para el Análisis de Vibraciones

El Blastware es un software especializado desarrollado para la gestión y análisis de datos sísmicos provenientes de sismógrafos como el Minimate Plus. Permite la descarga, visualización, procesamiento y almacenamiento de los registros de vibración generados por las voladuras. Esta herramienta ofrece una interfaz amigable y funciones avanzadas que facilitan el análisis detallado de parámetros como PPV (velocidad pico de partícula), frecuencia y duración de eventos sísmicos. Además, permite la generación automática de reportes técnicos, exportación de datos y cumplimiento con normativas internacionales relacionadas con el monitoreo de vibraciones.

Figura 60 Descarga de la información Sismógrafo hacia el ordenador.



Posteriormente, los datos obtenidos en campo serán procesados e interpretar los registros sísmicos. Esta herramienta genera gráficos analíticos como histogramas de distribución de amplitudes, formas de onda, espectros de frecuencia y tablas de parámetros. Estos análisis hechos por el software facilitan una evaluación precisa del comportamiento vibracional registrado en campo, permitiendo correlacionar los datos medidos con criterios técnicos y normativos establecidos.

2.2.15. Fundamentos Matemáticos y Ecuaciones Empleados

A. Cálculo de la calidad y velocidad de la Roca

Cálculo del Índice calidad de roca equivalente: ERQD - Borquez 1981

$$ERQD = RQD * JSF$$

Donde:

- JSF = Factor de corrección por fuerza de rotura de la roca.

Tabla 23 Factor de corrección.

JSF	Calificación
1.0	Fuerte
0.9	Media
0.8	Débil
0.7	Muy débil

Fuente: Borquez (1981).

Cálculo de la constante de calidad del lugar: Kv – Borquez 1981

KV, también conocido como factor de volubilidad de la roca.

$$Kv = 1.96 - 0.27 \ln ERQD$$

Cálculo de Índice de calidad del túnel: Q – Bieniawski 1979

$$RMR = 9 \ln Q + 44$$

$$Q = e^{\frac{(RMR - 44)}{9}}$$

Donde:

- e: constante igual a 2.71828.

Cálculo de la velocidad sónica del macizo rocoso: Vs (m/s)

$$Vs = (1000 \log Q) + 3,500$$

B. Ecuaciones de daño al macizo rocoso

Vector suma de la velocidad pico de partícula Vps (mm/s)

$$Vps = \sqrt{(VppL^2 + VppT^2 + VppV^2)}$$

Donde:

- VppL: Velocidad Pico Partícula Longitudinal (mm/s).
- VppT: Velocidad Pico Partícula Trasversal (mm/s).
- VppV: Velocidad Pico Partícula Vertical (mm/s).

Cálculo de la Velocidad Pico Partícula Crítica Vpp (mm/s)

$$VPP_{CRITICA} = \frac{\sigma_t * V_p}{E}$$

Donde:

- E: Modulo de elasticidad o módulo de Young (Gpa).
- σ_t : Resistencia a la tracción de la roca (Mpa).
- V_p = Velocidad sónica de la roca (m/s).

Cálculo de Blast Damage Index - BDI

$$BDI = \frac{VPS * d * Vp}{Kv * \sigma t}$$

Donde:

- VPS: Vector suma de la velocidad pico partícula (mm/s).
- d: Velocidad sónica de la roca (Km/s)
- Kv: Constante de calidad del lugar (0.1 – 1).

Tabla 24 Índice de daños por explosión (BDI).

BDI	TIPO DE DAÑO	OBSERVACIONES
0.125	No hay daño	Máximo para trabajos permanentes
0.250	Daños no considerables	Máximo tolerable en trabajos grandes
0.500	Menores efectos de excavación	Máximo valor tolerable en trabajos intermedios
0.750	Moderado y discontinuo daño	Máximo tolerable en trabajos temporales
1.000	Mayor sobreexcavación	Rehabilitación intensiva
1.500	Severo daño	Rehabilitación difícil o imposible
2.000	Excesiva sobreexcavación	Abandono de labor

Nota: Tabla del Blast Damage Index (BDI). Fuente: Vick, S. G. (1990). Design and Control of Blast Vibration and Damage.

C. Cálculo del consumo de material de sostenimiento sección programada.

Los presentes cálculos se basan en los parámetros de diseño (ratios) establecidos para una sección programada estándar, cuyas dimensiones son ancho 4.5m por alto 4.5m. A partir de estos parámetros, se determina la cantidad teórica de material de sostenimiento requerido por metro lineal de avance. Esta información es fundamental para calcular la valorización del sostenimiento en cada labor, permitiendo una evaluación precisa del cumplimiento técnico del diseño proyectado. A continuación, se presentan las ecuaciones empleadas para dicho calculo.

Sección programada: 4.5 m x 4.5 m

Avance (m): El cálculo se realiza para 01 metro lineal de avance.

Ancho de labor: W

Altura de labor: H

Espaciamiento según recomendación geomecánica (e): 1.2 m

Este parámetro se calcula a partir de la recomendaron geogénica que se realiza para el tipo de labor, se refiere a cuanto espaciamiento se tendrá de Split set a Split set.

Cálculo del Perímetro (m):

Ecuación:

$$P = ((W + (2 * (H - 1.5))) * 0.9) * 1.1$$

Nota: Los factores 09 ajuste del arco y 1.1 tolerancia de sobre excavación.

Cálculo del Área (m2):

Ecuación:

$$S = \text{Perímetro} * \text{Avance}$$

Cálculo del número de Split set de 7 pies (UND):

Ecuación:

$$\text{Num. Split Set 7 ft} = \frac{W * H}{e^e}$$

Calculo malla electrosoldada en avance (m2):

Ecuación:

$$\text{Cantidad de malla} = \text{Perímetro} * \text{Avance}$$

Cálculo del número de Split set de 5 pies sacrificio (UND):

Ecuación:

$$\text{Num. Split Set 5 ft sacrificio} = ((\text{Avance} / 3.2) * 9)$$

Otra forma poder calcular es por el estándar que nos indica nueva (9)
Split set de 5 pies por un frente mas no por metro lineal.

Calculo malla electrosoldada para sacrificio (m2):

Ecuación:

$$\text{malla sacrificio} = (\text{Avance} / 3.2) * (\text{W} * (\text{H} - 1.5) * 1.1)$$

Otra forma poder calcular es por el estándar de sostenimiento que tenemos es 16 metros cuadros de malla por cada disparo ejecutado.

Cálculo del número de Split set de 2 pies sacrificio (UND):

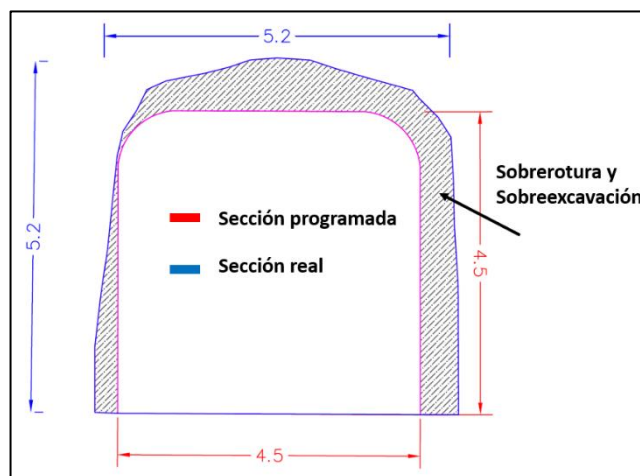
Ecuación:

$$\text{Num. Split Set 2 ft} = (\text{Avance} / 3.2) * 7)$$

D. Cálculo de Sobrerotura y Sobreexcavación en labores de avance

La Sobrerotura se refiere al exceso de excavación ocurrido cuando el volumen de roca removida producto de una voladura supera las dimensiones previstas en el diseño de la mina. Es decir, cuando el perfil o sección de la labor es mayor a lo planeado, lo que puede afectar la estabilidad del macizo rocoso y comprometer la integridad estructural de la excavación.

Figura 61 Sección programada versus la sección real.



Fuente: Elaboración propia.

A continuación, se describen las fórmulas empleadas para calcular la Sobrerotura y la Sobreexcavación en una labor luego de una voladura como también el volumen roto por cada voladura.

Ecuaciones 01:

$$\text{Sobrerotura} = \frac{\text{Area excavada} - \text{Area Diseño}}{\text{Area Diseño}}$$

Ecuaciones 02:

$$\text{Sobrerotura} = \left(\frac{\text{Ancho Real} * \text{Alto Real}}{\text{Ancho Programado} * \text{Alto Programado}} - 1 \right) * 100\%$$

2.2.16. Normas para el control de las vibraciones

En la actualidad, existen diversas normativas tanto nacional como internacional cuyo objetivo principal es establecer límites máximos de vibración generadas por actividades industriales, construcción y por las voladuras en minería. Estas normativas buscan proteger tanto la integridad estructural de las edificaciones e infraestructuras cercanas, como minimizar el daño al macizo rocoso y preservar la estabilidad de estas.

Los límites máximos de vibraciones deber ser respetadas por las empresas mineras, el siguiente cuadro muestra las normas internacionales más usados en la actualidad. El límite máximo la velocidad pico partícula PPV, para estimar el daño a las estructuras a causa de las vibraciones, han sido a través de los años un gran interés y debate por diversos ingenieros. Sin embargo, el estándar más aceptado desde 1980 respecto al límite máximo del PPV para daños estructurales fue establecido por the United States Bureau of Mines (USBM).

Normativa Internacional

Con el objetivo de establecer criterios técnicos para la evaluación y control de las vibraciones generadas por voladuras. Estas regulaciones, adoptadas por diversas operaciones mineras a nivel mundial, permiten asegurar la protección de

infraestructuras, la seguridad del personal y la integridad del macizo rocoso expuesto a eventos sísmicos inducidos.

Tabla 25 Normas internacionales de vibraciones según cada país.

País de procedencia	Nombre de reglamentación	Fecha de expedición
Alemania	DIN 4150	1975
Brasil	CETESB D7.013	1998
Escocia	PAN50	2000
EEUU – Federal	USBM RI 8507	1980
EEUU – Federal	OSM 817.67	1983
España	UNE 22-381-93	1993
Francia	Recomendaciones GFEE	1991
Internacional	ISO 4866	1990
Italia	UNI 9916	1991
Nueva Zelanda	NZS 4403	1992
Portugal	NP 2074	1983
Reino Unido	BSI 6472	1994
Reino Unido	BSI 7385	1990
Suecia	SS 460 48 46	1991
Suiza	SN 640 312a	1992

Nota. La norma alemana tiene además tres actualizaciones en los años 1999 y 2001.

A. Norma Alemania – DIM 4150

La norma DIN 4150, elaborada por el Instituto Alemán de Normalización (Deutsches Institut für Normung – DIN), establece los criterios técnicos para la evaluación y control de las vibraciones en estructuras. El primer estándar fue publicado en 1975 y, posteriormente, fue reorganizado en tres partes y actualizado en los años 1999 y 2001.

Esta normativa aborda:

- La naturaleza de las vibraciones: clasifica los distintos tipos de vibración y sus fuentes.
- Criterios de confort humano: define umbrales máximos para evitar molestias en personas expuestas a vibraciones en edificaciones.

- Criterios de daño estructural: establece límites para prevenir afectaciones en estructuras, considerando la frecuencia, amplitud y tipo de construcción (histórica o moderna).

Tabla 26 Norma internacional alemana DIN 4150.

Tipo estructura	Frecuencia	Frecuencia	Frecuencia
	en Hz	en Hz	en Hz
	0–10	10–50	50–100
Edificios resistentes a vibraciones	20 mm/s	20–40 mm/s	40–50 mm/s
Viviendas	5 mm/s	5–15 mm/s	15–20 mm/s
Construcciones históricas sensibles a vibraciones	3 mm/s	3–8 mm/s	8–10 mm/s

Nota. Límites de velocidad de partícula para diferentes tipos de estructuras según rango de frecuencia.

B. Norma USBM en su reporte de investigación RI8507

La metodología propuesta por USBM en su reporte de investigación RI-8507, propone el procedimiento de la distancia escalar y ley de amortiguación de las ondas.

$$PPV = K * \left(\frac{D}{\sqrt{W}} \right)^b$$

Donde:

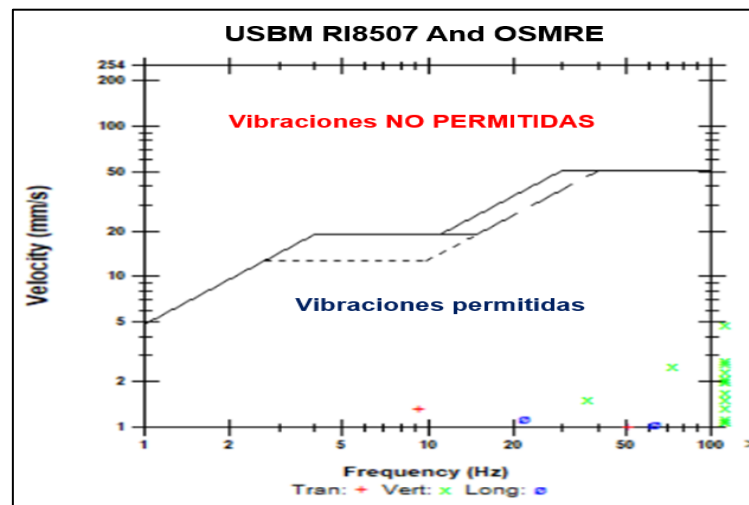
- PPV: velocidad pico partícula
- K : Constante de transmisión del terreno (función del tipo de roca y en menor grado del tipo de explosivo).
- b : constante de campo que toma en cuenta la atenuación de la energía vibracional.
- D : distancia desde la voladura hacia el punto de medición

- W: peso del explosivo detonado de manera instantánea.
- La distancia escalar se usa para normalizar la distancia en función de la energía liberada (representada por el peso del explosivo). Esto permite comparar vibraciones de diferentes voladuras, aunque tengan distinta carga explosiva. La W no representa el total del explosivo de toda la voladura, sino solo el explosivo que se detona dentro del mismo intervalo de tiempo que llega al sismógrafo como un solo evento vibracional.

$$SD = \frac{D}{\sqrt{W}}$$

Los umbrales de vibración del terreno se representan típicamente de forma gráfica conforme al estándar de voladura de la Oficina de Minería de Superficie de los Estados Unidos (OSMRE) y las directrices para el estudio de voladura USBM RI 8507, empleando escalas logarítmicas o no lineales en direcciones horizontal y vertical. La magnitud de la vibración, medida como la velocidad máxima de las partículas, se presenta en la escala vertical, mientras que la frecuencia de la vibración se coloca en la escala horizontal. Las vibraciones que se consideran "permitidas" según estas directrices se encuentran por debajo de las líneas centrales de referencia. Por otro lado, las vibraciones catalogadas como "no permitidas" están por encima de estas líneas. Cuando se representan los estándares de forma lineal, es decir, con intervalos constantes en las escalas, la forma de la línea divisoria entre las vibraciones "permitidas" y las "no permitidas" podría alterarse, pero los estándares en sí mismos no experimentarían modificaciones.

Figura 62 Representación gráfica de la norma USBM RI8507.



Fuente: Oficina de Minería de Superficie de los Estados Unidos (OSMRE).

Tabla 27 Rangos de velocidad de partícula según la Norma USBM.

Velocidad de partícula (pulg/s)	Velocidad de partícula (mm/s)	Daño
< 2	< 50.8	Inexistente
2 a 4	50.8 a 101.6	Rajaduras
4 a 7	101.6 a 177.8	Daño menor
> 7	> 177.8	Daño mayor

Nota. Unites States Bureau of Mines (USBM) – 1971.

Normativa Peruana

La normativa nacional peruana relacionada con el control y monitoreo de las vibraciones en las actividades mineras está establecida en el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería, aprobado mediante el Decreto Supremo N.º 024-2016-EM y modificado posteriormente por el Decreto Supremo N.º 023-2017-EM.

Estas disposiciones establecen lineamientos técnicos y operativos para garantizar la seguridad del personal y la integridad del macizo rocoso frente a las voladuras con explosivos.

"En las labores mineras se deberá efectuar monitoreos periódicos de vibraciones haciendo uso de equipos de sismografía orientado a minimizar la perturbación al macizo rocoso por efecto de las voladuras con explosivos" (Perú, 2017, Art. 236).

2.3. Definición de términos básicos

A. Vibración:

Las vibraciones se definen como un movimiento oscilatorio de partículas alrededor de una posición de equilibrio, generado por la aplicación de una fuerza o energía. En el ámbito de la minería, las vibraciones son comúnmente originadas por explosiones, maquinaria pesada o procesos constructivos, propagándose a través del medio sólido —como el suelo o la roca— en forma de ondas sísmicas.

B. PPV (Peak Particle Velocity / Velocidad Pico de Partícula):

Según Berrospi Ríos (2023), "La velocidad pico de partícula es una medida fundamental utilizada para cuantificar las vibraciones generadas durante una voladura en la minera. Representa la máxima velocidad alcanzada por las partículas del terreno en respuesta a las ondas de presión generadas por la explosión". Las unidades utilizadas para poder medir la velocidad pico partícula (PPV), es pulgadas por segundo (in/s) o milímetros por segundo (mm/s).

C. Perforación y Voladura de rocas:

Se basa en la perforación del macizo rocoso, con el objetivo de crear taladros donde posteriormente se introducirá carga explosiva, que al detonar liberan gran cantidad de energía que se trasmite a la roca, de esa manera generando fractura y fragmentación.

D. Explosivos:

Los explosivos son mezclas químicas estables que contiene oxidantes y combustibles, pero al ser detonados, se descompone de una forma violenta,

liberando gran cantidad de energía en un corto periodo de tiempo. Esta liberación de energía genera ondas de presión y gases expansivos que permiten romper y fragmentar la roca.

E. Macizo rocoso

Según Hoek y Brown (1997) "El macizo rocoso es una formación geológica natural compuesta por bloques de roca intacta separados por discontinuidades, cuya interacción determina el comportamiento mecánico del terreno."

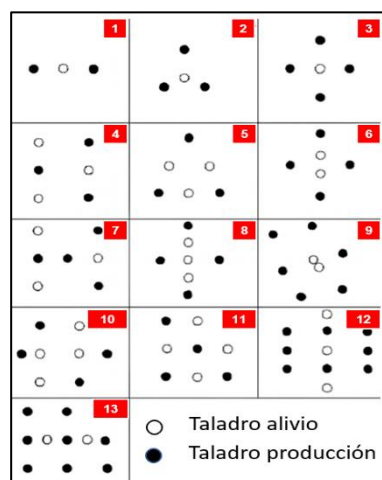
F. Malla de perforación:

Se define como la distribución geométrica de los taladros en una malla de perforación y voladura, diseñadas por un burden y espaciamiento optimo para poder fragmentar el macizo rocoso de un frente.

G. Diseño Corte Quemado o CUT

Consiste en un patrón de perforación y voladura donde se perforan los taladros de manera que las cargas explosivas se distribuyan de forma estratégica para romper la roca de manera eficiente. En este diseño, se busca crear una fractura controlada en la roca mediante el uso de explosivos.

Figura 63 *Diseño de corte quemado para el arranque.*



Fuente: Manual de perforación y voladura – López Jimeno.

H. Retardo:

Según Jimeno, Jimeno & Carcedo (1995) “Los retardos son tiempos de espera programados entre la detonación de distintos taladros o secciones de carga en una voladura. Su objetivo principal es controlar la secuencia de rotura del macizo rocoso para mejorar la eficiencia de la voladura, reducir los riesgos y optimizar la fragmentación del material.”. (p. 107).

I. Fragmentación:

Consiste en romper la roca en fragmentos adecuados y manejables, a través de métodos como la ejecución de voladuras. Esto se hace para facilitar su extracción, transporte y procesamiento y para mejorar la eficiencia general de las operaciones mineras. Una buena fragmentación permite reducir costos y optimizar el uso de equipos.

J. Carga Operante:

Según el Manual de perforación y voladura de rocas, “Es la magnitud de las vibraciones terrestres y aéreas en un punto determinado varía según la carga de explosivo que es detonada y la distancia de dicho punto al lugar de voladura” (Instituto Geológico y Minero de España, 2001, p. 396).

K. Reducción de Costos

Consiste en aplicar soluciones innovadoras y técnicas de mejora continua para disminuir los costos operativos, optimizando el uso de recursos, reduciendo tiempos dentro del ciclo de minado y eliminando actividades innecesarias, sin comprometer la seguridad ni la calidad del proceso.

L. Carga lineal Teórica:

La carga lineal generalmente se refiere a la cantidad de explosivo por unidad de longitud de una carga explosiva.

$$Q = \frac{W}{L}$$

Donde:

- Densidad lineal (kg/m) Q.
- Peso del explosivo cargado en el taladro (kg) W.
- Longitud columna explosiva del taladro (m) L.

M. Carga lineal para el caso de estudio

Para nuestro caso de estudio se empleó la fórmula para hallar la densidad de carga lineal (kg/m). Este parámetro es clave para el buen diseño de voladuras y también controlar bien la sobre rotura.

$$\text{Densidad carga lineal} \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}} \right) = \frac{(\varnothing_{\text{TAL}})^2 * \pi * \rho_{\text{EXPLOSIVO}}}{4000}$$

Donde:

- Diámetro de taladro en mm \varnothing_{tal} .
- Densidad de explosivo Anfo Amex (gr/cc) $\rho_{\text{EXPLOSIVO}}$.
- Constante pi 3.1416.

2.4. Formulación de hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

El monitoreo y análisis de las vibraciones generadas por las voladuras influyen significativamente en la identificación de un diseño inadecuado de la malla de perforación y voladura en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera El Porvenir.

2.4.2. Hipótesis específico

- a. **HE1:** La falta de control de una voladura influye directamente en el incremento de la sobrerotura y sobreexcavación en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera El Porvenir.

- b. **HE2:** La sobrerotura generada por un diseño ineficiente de malla de perforación y voladura incrementa significativamente los costos de sostenimiento en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera El Porvenir.
- c. **HE3:** La propuesta de un nuevo diseño de malla de perforación y voladura ajustada, permitirá, minimizar el porcentaje sobrerotura, sobreexcavación y disminuir los costos de sostenimiento en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera El Porvenir.

2.5. Identificación de variables

2.5.1. Variable independiente

- Burden y espaciamiento.
- Explosivo utilizado.

2.5.2. Variable dependiente

- Porcentaje de sobrerotura y sobreexcavación
- Radios de daño.
- Vibraciones generadas.
- Costos de sostenimiento.

2.5.3. Variable interviniente

- Diseño de una nueva malla de perforación y voladura.

2.6. Definición operacional de variables e indicadores

Implementar un correcto monitoreo y análisis de vibraciones para controlar el impacto de las voladuras y reducir el porcentaje de sobrerotura, minimizar el daño al macizo rocoso y optimizar los costos de sostenimiento en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera el Porvenir.

Metodología Shapiro–Wilk:

Estableciendo las hipótesis estadísticas

Hipótesis nula

H0: La muestra analizada sigue una distribución normal

Hipótesis alternativa

H1: La muestra analizada no sigue una distribución normal.

Nivel de significancia (sig.)

La confiabilidad es 95% de probabilidad de que los resultados obtenidos a partir de la muestra representen fielmente los parámetros de la población, mientras que el 5% restante corresponde al nivel de significancia o también denominado margen de error ($\alpha = 0.05$).

Variable independiente

- Burden y espaciamiento.
- Explosivo utilizado.

Estableciendo las hipótesis estadísticas.

- Hipótesis nula (H0): El monitoreo y análisis de las vibraciones generadas por las voladuras no influyen significativamente en la identificación de un diseño inadecuado de la malla de perforación y voladura en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera El Porvenir.
- Hipótesis alternativa (H1): El monitoreo y análisis de las vibraciones generadas por las voladuras influyen significativamente en la identificación de un diseño inadecuado de la malla de perforación y voladura en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera El Porvenir.

Niveles de significancia.

- La confiabilidad es 95% de probabilidad de que los resultados obtenidos a partir de la muestra y un margen de error ($\alpha = 0.05$) equivalente al 5%.

Variable dependiente

- Porcentaje de sobrerotura y sobreexcavación
- Radios de daño.
- Vibraciones generadas.
- Costos de sostenimiento.

Variable interviniente

- Diseño de una nueva malla de perforación y voladura.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

Enfoque de la Investigación

La presente investigación tiene un enfoque aplicado, dado que busca generar conocimientos orientados a resolver una problemática. En este caso de estudio se centra en entender el comportamiento de las vibraciones producto de las voladuras.

Según Hernández, Fernández y Baptista (2014), “la investigación aplicada se orienta a la solución de problemas específicos en contextos determinados, utilizando el conocimiento científico para generar mejoras prácticas.”

3.1. Tipo de investigación

La presente investigación corresponde al tipo cuantitativo, dado que se fundamenta en la recolección, análisis e interpretación de datos numéricos, tales como los niveles de vibración generados por una voladura las cuales serán medidos y el consumo de materiales de sostenimiento por una labore sobredimensionada. Este tratamiento de información permitirá comprobar o refutar la hipótesis planteada, estableciendo relaciones entre la velocidad pico de partícula, la sobrerotura y los costos asociados. Según Hernández, Fernández y Baptista (2014), “el enfoque cuantitativo se

caracteriza por medir fenómenos y analizar datos con el fin de establecer patrones y relaciones causales.”

3.2. Nivel de Investigación

El nivel de la investigación es descriptivo y correlacional. En primera instancia, se describen de manera cuantitativa los parámetros de diseño de voladura, los niveles de vibraciones registradas, la sobrerotura y el consumo de materiales de sostenimiento. Posteriormente, se busca establecer correlaciones entre estas variables, con el propósito de determinar si existe una relación directa entre la vibración inducida por las voladuras, el grado de sobrerotura y el incremento en los costos de sostenimiento. De acuerdo con Hernández-Sampieri et al. (2014), “la investigación correlacional permite medir el grado de asociación entre dos o más variables, sin manipularlas de manera intencional.”

3.3. Método de Investigación

El método de investigación es científico, ya que se basa en la observación sistemática, la formulación de hipótesis, la recolección de datos precisos y el análisis objetivo de los resultados (Kerlinger & Lee, 2002).

3.4. Diseño de Investigación

El presente trabajo de investigación adopta un diseño cuasi-experimental, ya que los datos son obtenidos en campo. Desde la etapa inicial se analizan los niveles de vibración, la sobrerotura y los costos asociados al sostenimiento, y en la etapa final se propone un nuevo diseño de malla de perforación que nos de buenos resultados. Este diseño busca mitigar los niveles de vibración generados por las voladuras, mantener la sobrerotura dentro de un rango aceptable ($\leq 10\%$) y reducir los costos de sostenimiento. Finalmente se analizará la situación inicial y final, para poder comparar el impacto económico que se tiene al controlar las vibraciones generada por una voladura.

3.5. Población y muestra

3.5.1. Población

“La población en una investigación es el conjunto total de elementos o individuos que poseen una o más características comunes relevantes para el estudio y sobre los cuales se desea realizar inferencias” (Hernández, Fernández & Baptista, 2014, p. 174).

Para nuestro caso en el presente trabajo de investigación, la población comprende de las labores de preparación y explotación de los cuerpos, VETA CN3, zona alta – intermedia.

3.5.2. Muestra

“La muestra es un subconjunto de la población, seleccionado de forma que represente sus características, y que sirve para obtener información y generalizar los resultados al conjunto total” (Hernández, Fernández & Baptista, 2014, p. 175).

En nuestro caso la muestra representativa está compuesta por las labores:

- NV. 3910(-160) - CN3 AC 161

3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Contribuyen unas herramientas fundamentales para obtener información precisa, verificable y pertinente en el desarrollo de una investigación aplicada. Su adecuada selección y aplicación permiten recopilar datos cuantitativos de forma estructurada y sistemática, facilitando el análisis riguroso de las variables consideradas. El uso de métodos apropiados garantiza la validez, confiabilidad y objetividad de los datos recolectados. Esto resulta especialmente relevante a nuestros estudios orientados al análisis de vibraciones, sobreexcavación y su impacto en los costos de sostenimiento.

Las técnicas a utilizarse son la observación directa, trabajo de campo in situ, registro documental de los datos acopiados. Los instrumentos serán diseñados de

acuerdo a lo que requiere el trabajo de campo que se explican en la tabla que propongo a continuación que me permitirá recolectar los datos en Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera el Porvenir, lugar en la que se desarrollará la investigación casu experimental, diseño de investigación apropiada.

Tabla 28 *Técnicas de recolección de datos del presente estudio.*

Técnica	Instrumento
Monitoreo vibraciones	Sismógrafo con software de adquisición y análisis de datos (Blastware v10).
Registro de consumo de sostenimiento	Reportes de sostenimiento, reportes diarios de ingreso de materiales vs lo consumido.
Registro de costos	Informes de costos por sostenimiento, valorizaciones mensuales
Observación directa	Registro fotográfico y libreta de campo.

Nota. Esta tabla resume las técnicas empleadas y los instrumentos utilizados.

3.7. Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación

En la presente investigación se utilizaron instrumentos de medición de alta precisión, seleccionados por su fiabilidad, compatibilidad con el entorno subterráneo y cumplimiento con los estándares técnicos requeridos. Para el registro de vibraciones, un sismógrafo marca Instantel, dichos equipos fueron previamente calibrados y cuentan con sus respectivos certificados de calibración, los cuales se adjuntan en los Anexos.

La validación de estos instrumentos se respalda en dichos certificados, emitidos por entidades técnicas autorizadas, lo cual garantiza la exactitud y repetibilidad de los datos obtenidos durante el proceso de recolección. De esta manera, se asegura la confiabilidad de los resultados, eliminando posibles errores instrumentales que pudieran afectar el análisis técnico posterior.

3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

Para el presente estudio, se aplicaron diversas técnicas de procesamiento y análisis de datos orientadas a evaluar el impacto de las vibraciones inducidas por voladura en el macizo rocoso, el consumo de materiales de sostenimiento y la sobrerotura generada en labores de avance.

A. Procesamiento de datos de vibraciones

Se procesarán los registros obtenidos mediante geófonos marca InstanTel, instalados en interior mina para cada evento de voladura, con el objetivo de determinar la velocidad pico partícula (PPV). La interpretación y análisis de los datos se realizará mediante el software Blastware v10, comparando los resultados con las normativas internacionales vigentes, a fin de evaluar el nivel de vibraciones inducidas y el potencial daño generado al macizo rocoso.

B. Cálculo del consumo de material de sostenimiento sección planeada

Los datos utilizados provienen BD_BOLTER_2025, un archivo en Excel donde se digitalizan los reportes de los operadores jumbos emperadores. En dichos reportes, los operadores detallan la cantidad de material de sostenimiento instalado por frente.

Esta información será verificada en campo y posteriormente, contrastada con la valorización mensual del sostenimiento. El objetivo es determinar la correspondencia entre el material realmente instalado y el valorizado, el cual se calcula a partir de ecuaciones de diseño que permiten estimar la cantidad teórica requerida para sostener una labor programada de 4.5 m de ancho por 4.5 m de alto. Esta comparación constituye una herramienta de control técnico y económico, ya que posibilita identificar pérdidas asociadas al sobreconsumo de material de sostenimiento.

C. Cálculo de sobrerotura y sobreexcavación

El cálculo de sobreexcavación y sobre rotura se realizó mediante la comparación entre las secciones teóricas y la sección real en campo. Se analizará cuanto sobrerotura se produce por disparo también si respetamos o no los límites máximo de sobreexcavación lo que nos da un valor de 10% máximo.

3.9. Tratamiento estadístico

Este capítulo tiene como objetivo identificar los patrones, relación y tendencia entre los niveles de vibración generado por voladuras, el daño generado al macizo rocoso (sobrerotura) y la relación que tiene respecto al consumo de material de sostenimiento por el mismo hecho de tener mayor superficie para sostener. Entonces se utilizará métodos estadísticos descriptivos e inferenciales (a partir de los datos obtenidos podemos sacar conclusiones).

Primero usaremos la estadística descriptiva para analizar los datos recolectados tales como valores mínimos, máximos, promedios, coeficiente de variación, a fin identificar el comportamiento de las variables analizadas (PPV, daño macizo rocoso, sobrerotura, sobre consumo de material de sostenimiento). Posteriormente, se harán los análisis de la correlación lineal para establecer relaciones variables cuantitativas como:

- Instalación real en mina vs. Valorizado.
- Sobrerotura vs. Sobrerotura actual.
- Malla de perforación estándar vs. Propuesta nueva malla de perforación

Software y herramientas empleadas:

- Hojas de cálculo (Microsoft Excel).
- AutoCAD.
- JKSimBlast.
- IBM SPSS Statistics.

3.10. Orientación ética filosófica y epistémica

Desde el inicio y desarrollo del presente proyecto de investigación, se ha guiado por principios éticos fundamentales como la honestidad, la veracidad, la responsabilidad y el respeto a los derechos de las personas e instituciones involucradas. Se ha actuado con integridad académica, garantizando que todos los procedimientos se realicen de manera transparente y respetuosa.

Los datos recopilados y la información proporcionada por el área de costos y voladura de la empresa serán utilizados exclusivamente con fines académicos y científicos, conforme a los objetivos de la investigación. Dicha información fue tratada con estricta confidencialidad, siendo accesible únicamente al investigador responsable, y sin comprometer la privacidad ni los intereses de la entidad colaboradora.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo

El trabajo de campo se llevó a cabo en coordinación con el jefe del área de Perforación y Voladura. Durante la planificación, se expuso a detalle cómo las vibraciones no controladas generadas por las voladuras inciden directamente en la sobrerotura y sobreexcavación. Se analizó que un control deficiente de estas vibraciones no solo incrementa el daño al macizo rocoso, sino que también conlleva un mayor consumo de materiales de sostenimiento por labor sobredimensionado. Asimismo, se discutieron los beneficios operacionales y económicos que se lograrían al mitigar estos efectos mediante una adecuada planificación de voladuras. Entre los impactos positivos destacan, la reducción de la sección excavada, la reducción en los costos de sostenimiento y la preservación de la estabilidad del macizo rocoso. Este enfoque contribuiría a una operación más eficiente, segura y sostenible.

Se realizó un análisis detallado de las labores con mayor sobrerotura y sobreexcavación, identificando fallas recurrentes y labores sobredimensionadas por

tipo de labor. Los resultados fueron los accesos y rampas presentan los mayores índices, destacando la necesidad de optimizar su control y ejecución.

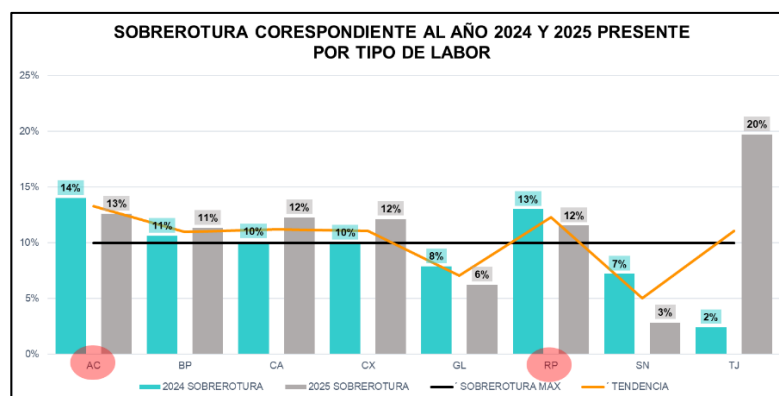
El análisis se sustentó en los datos proporcionados por el departamento de topografía correspondientes a los años 2024 y 2025. En este contexto, se seleccionó la labor 3910(-160) – CN3 AC 161. La finalidad de este análisis fue identificar formas de reducir la sobrerotura y sobreexcavación, centrando los esfuerzos en el estudio de las vibraciones y el impacto derivado de no controlar los niveles de velocidad pico de partículas y reducir los costos de sostenimiento.

Tabla 29 Promedio sobrerotura y sobreexcavación año 2024 y 2025.

TOPO DE LABOR	SOBREROTURA AÑO 2024	SOBREROTURA AÑO 2025
AC	14%	13%
BP	11%	11%
CA	10%	12%
CX	10%	12%
GL	8%	6%
RP	13%	12%
SN	7%	3%
TJ	2%	20%
Total, general	10%	10%

Nota. Promedio de sobrerotura general correspondiente a los años 2024 y 2025.

Figura 64 Promedio de Sobrerotura por tipo de labor año 2024 y 2025.



Fuente. Elaboración propia a partir de datos del departamento de Topografía.

4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

4.2.1. Datos Generales

En el presente análisis, aborda el estudio técnico de la labor NV. 3910(-160) - CN3 AC 161. A continuación, se detallan los datos generales correspondientes a esta labor, los cuales serán utilizados para la interpretación de los datos.

Tabla 30 Datos generales de la labor CN3 AC 161.

DATOS GENERALES		
LABOR	Ancho de labor (m)	4.5
	Alto de labor (m)	4.5
	Longitud de proyecto (m)	80
DESCRIPCIÓN		
DATOS	Veta	Carmen Norte 03 - NC3
	Zona	Alta - Intermedia
	Tipo de labor	Acceso
	Nombre de labor	AC 161
	Fase	Preparación
	Centro de costos	OPEX
	Método de explotación	Acceso de preparación para taladros largos - SLS

Nota. Elaboración propia.








4.2.2. Datos Geomecánicos

Tabla 31 Datos geomecánicos de la labor CN3 AC 161.

Elementos	Descripción
Tipo de roca	Caliza
Clasificación de roca	IIIA
Calidad de roca	Regular - A
RMR '89 modificado	54
Tipo de sostenimiento	Activo y pasivo
Tipo de sostenimiento	Instalación de perno y malla
Espaciamiento entre Split set	e = 1.2 metros
Tipo de labor	temporal

Nota. Fuente. Departamento de Geomecánica mina.

Tabla 32 Clasificación Rock Mass Rating El Porvenir (RMR89).

RMR89	Clase	Calidad	Color
> 81	I	Muy buena	
61-80	II	Buena	
51-60	III-A	Regular - A	
41-50	III-B	Regular - B	
31-40	IV-A	Mala - A	
21-30	IV-B	Mala - B	
< 20	V	Muy mala	

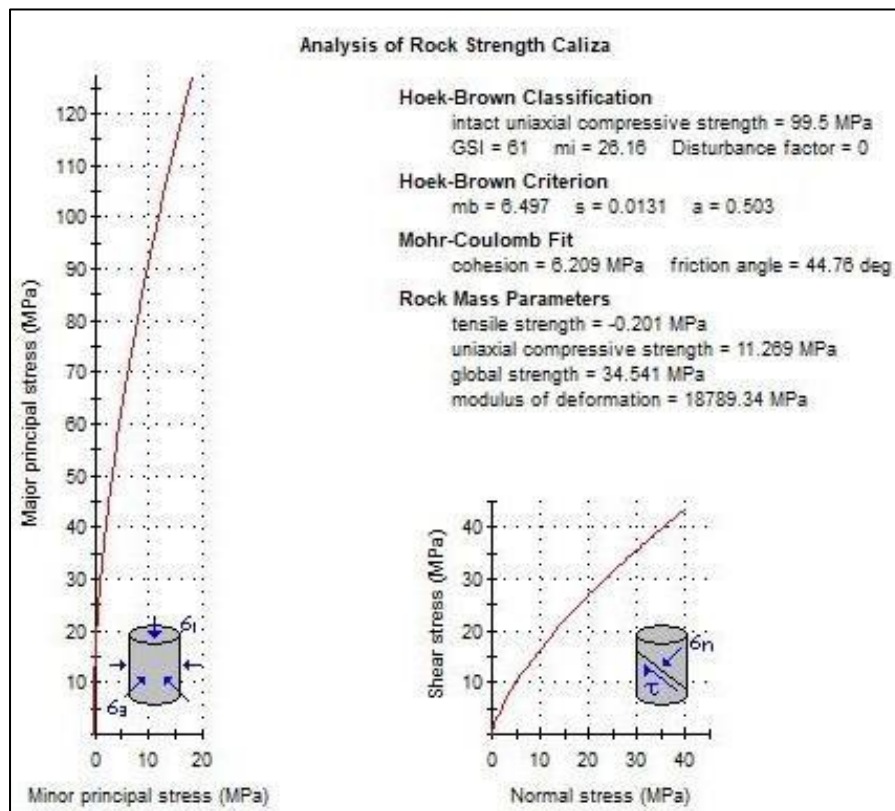
Nota. Labor AC 161, según la indicación geomecánica es un tipo de roca es III-A.

Tabla 33 Determinación de las propiedades de la roca intacta.

Litología	Peso específico absoluto (kN/m ³)	Resistencia a la compresión (MPa)	Módulo de Young (GPa)	Coefficiente de Poisson	Razón de Gst	mi
Caliza	26.56	80.67	12.46	0.29	54	18.72
Skarn	31.86	110.13	7.31	0.31	50	19.00
Mármol	28.43	79.36	8.97	0.31	54	13.79

Nota. Parámetro de roca intacta. Fuente: Departamento de geomecánica mina.

Figura 65 Análisis de la resistencia de roca caliza.



Fuente. Geomecánica mina, estimación de la resistencia tipo de roca caliza.

Tabla 34 *Propiedades del macizo rocoso,*

Litología	mi	RMR	μ	su	md	sd	E (MPa)	v (Poisson)
Caliza	18.72	59	4.33	0.01051	1.00102	0.00108	16,788	0.29
Skarn	19.00	55	3.81	0.00674	0.76350	0.00055	13,335	0.31
Mármol	13.79	59	3.19	0.01051	0.73740	0.00108	16,788	0.31

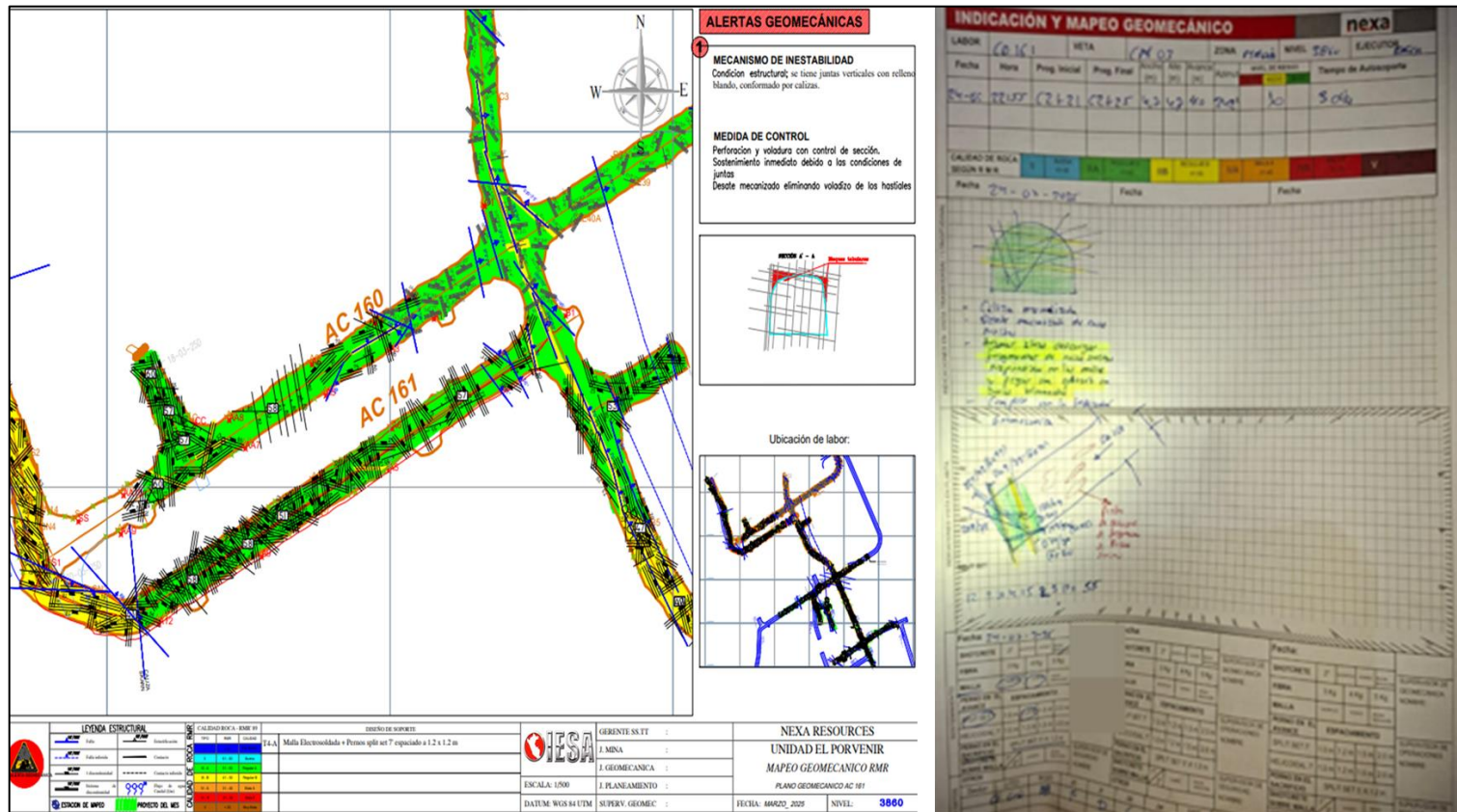
Nota. Propiedades del macizo rocoso empleadas en el análisis. Fuente: Departamento de geomecánica mina.

Tabla 35 *Caracterización geomecánica del macizo rocoso.*

Litología	GSI	*RMR89	Criterio de Rotura
Caliza	54	54	Hoek & Brown Generalizado
Skarn	50	55	Hoek & Brown Generalizado
Mármol	54	59	Hoek & Brown Generalizado

Nota. El valor del RMR89 es básico considerando condiciones secas y sin corrección por orientación de discontinuidad. Fuente Geomecánica mina. Para nuestro caso de estudio la Labor NV. 3910(-160) - CN3 AC 161, la litología que presenta es caliza. Fuente: Departamento de geomecánica mina.

Figura 66 Plano geomecánica y recomendación geomecánico de la labor NV. 3910(-160) - CN3 AC 161.

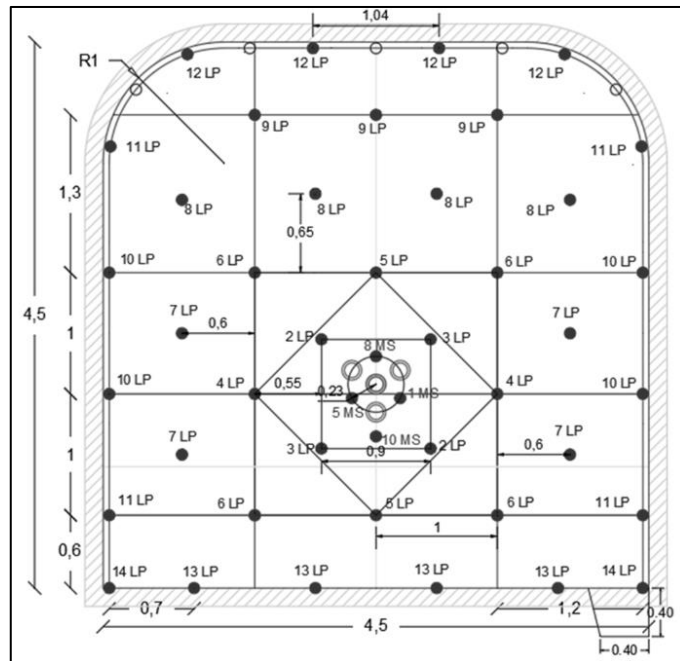


Fuente: Tomado del departamento geomecánica mina.

4.2.3. Registro de voladuras realizadas malla P&V estándar

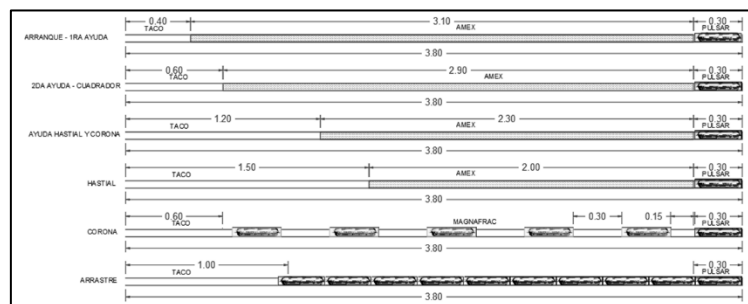
En la Unidad Minera el Porvenir el estándar de perforación y voladura para un tipo de roca IIIA - barra 14 pies y barra de 13 pies – sección 4.5m x 4.5m.

Figura 67 Estándar de malla de perforación y voladura.



Fuente: Sacado del departamento de Voladura.

Figura 68 Estándar de malla de carguío respecto al carguío del frente.



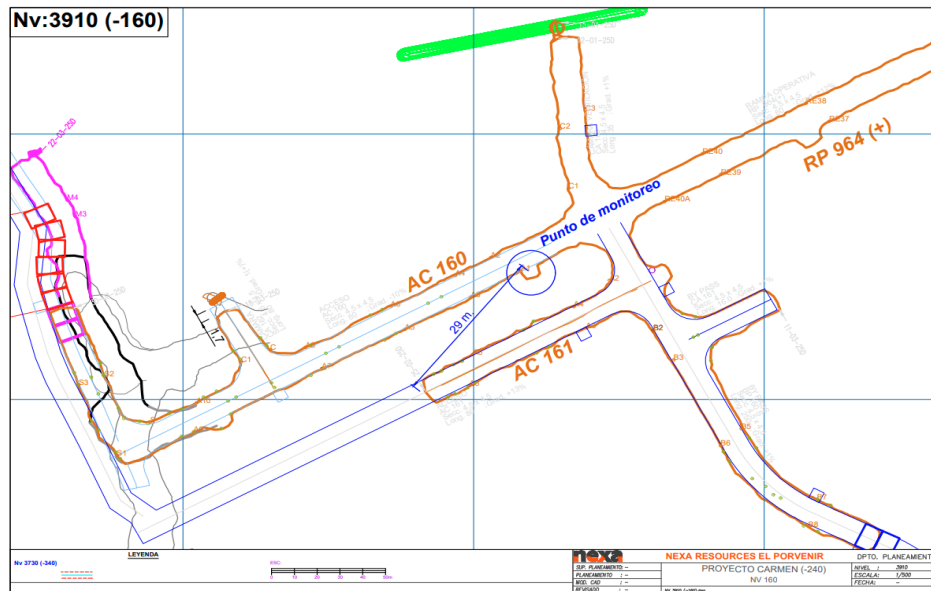
Fuente: Tomado del departamento de Voladura.

A. Niveles actuales de Vibraciones Malla de P&V Estándar.

Se llevaron a cabo los monitoreos de vibraciones correspondientes a la labor NV. 3910(-160) - CN3 AC 161, conforme al plan de trabajo establecido, con el objetivo de evaluar el comportamiento de las vibraciones generadas durante las voladuras realizadas con la malla de perforación y voladura estándar. Los registros

obtenidos permitieron determinar los niveles de velocidad pico partícula PPV (mm/s). Este análisis se realizó en función de la malla de perforación y secuenciamiento de retardos actuales.

Figura 69 Ubicación del geófono en la labor CN3 AC 161.



Fuente: Tomado del departamento de topografía.

En la siguiente figura se muestra el plano de labor y el punto de monitoreo realizados, donde aremos los monitoreos correspondientes de cada uno de las voladuras, con la malla de perforación y voladura estándar que se tiene actualmente.

La siguiente tabla muestra el registro de los disparos ejecutados con la malla de perforación estándar, información esencial para la correcta interpretación de los resultados. Aunque los disparos corresponden al mes de febrero, para efectos de valorización de sostenimiento realizadas en ese momento. se consideran únicamente aquellos realizados entre el 20 y el 24 de dicho mes. En nuestro caso de estudio la labor CN3 AC 161 el avance obtenido en ese periodo es valorizado en marzo, lo que permite analizar de manera precisa la valorización del sostenimiento correspondiente.

Tabla 36 Registro de disparos realizados, malla de P&V estándar.

FECHA	TURNO	LABOR	SECC.	TIPO	AVANCE	ANCHO REAL	ALTO REAL	SOBRE EXCAVACION	SOBRE ROTURA
29/01/25	NOCHE	AC 161	4.5x4.5	SELLADA	2.70	5.4	4.9	9%	31%
01/02/25	DIA	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	2.80	5.0	4.9	9%	21%
04/02/25	DIA	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	3.40	4.9	4.9	9%	19%
06/02/25	DIA	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	4.60	5.0	4.7	4%	16%
07/02/25	DIA	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	3.30	5.0	4.8	7%	19%
11/02/25	DIA	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	2.70	4.6	5.2	16%	18%
17/02/25	DIA	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	3.50	5.0	4.8	7%	19%
18/02/25	DIA	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	3.80	4.7	5.0	11%	16%
20/02/25	DIA	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	3.60	5.0	5.1	13%	26%
21/02/25	DIA	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	3.70	4.8	4.9	9%	16%
23/02/25	DIA	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	3.50	5.0	4.8	13%	26%
24/02/25	NOCHE	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	3.50	4.9	5.0	11%	21%

Nota: Información proveniente de base datos, avance del, departamento de Topografía.

4.2.4. Secuencia de voladuras – valorización marzo

A continuación, se detalla la secuencia de disparos ejecutados correspondiente de la valorización que será tomado para el mes de marzo del 2025, tipo de disparo en frente, una sección programa de 4.50mx4.50m, pendiente positivo.

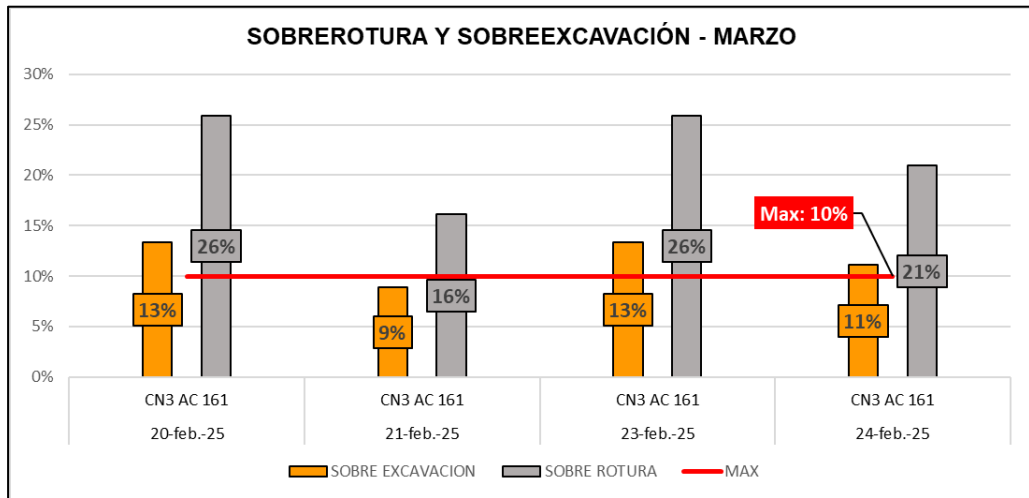
Tabla 37 Disparos ejecutados labor CN3 AC 161.

FECHA	TURNO	LABOR	AVANCE	ANCHO REAL	ALTO REAL	SOBRE ROTURA
20-feb.-25	DIA	AC 161	3.60	5.0	5.1	26%
21-feb.-25	DIA	AC 161	3.70	4.8	4.9	16%
23-feb.-25	DIA	AC 161	3.50	5.0	4.8	26%
24-feb.-25	NOCHE	AC 161	3.50	4.9	5.0	21%

Nota. Fuente: Tomado del departamento de Topografía.

Tal como se indicó previamente, el avance corresponde al mes de febrero, sin embargo, en su momento, para efectos de valorización según el contrato que se tiene, fue considerada para el mes de marzo, de modo que dicho metraje es contabilizado en la valorización de marzo de 2025.

Figura 70 Sobrerotura y sobreexcavación labor CN3 AC 161.



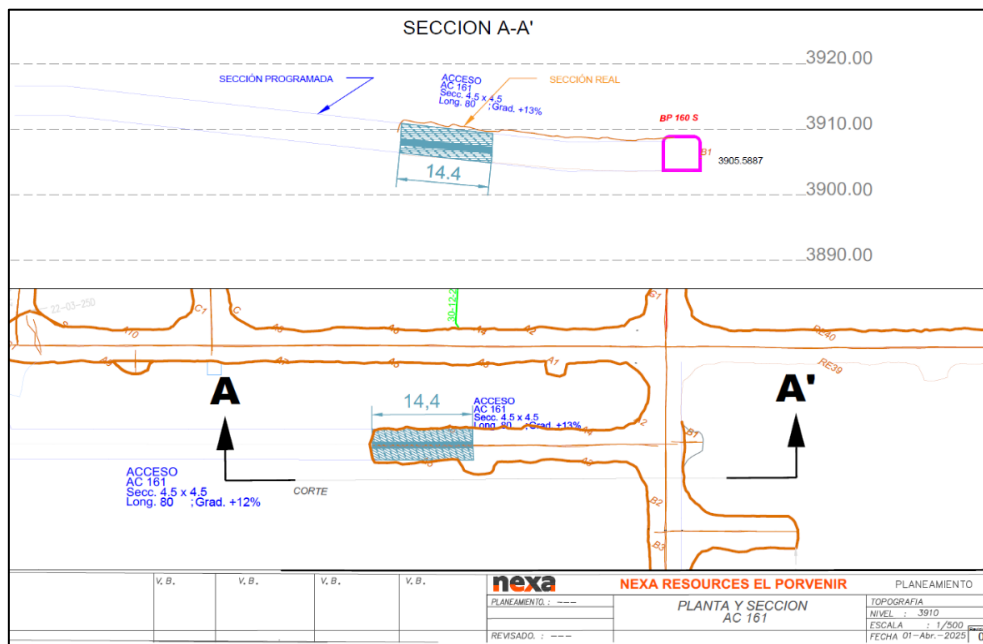
Fuente: Elaboración propia con base en el análisis de la base de datos topográfica.

4.2.5. Costos de sostenimiento – sostenimiento marzo

En esta sección se presenta el análisis de los datos recolectados a lo largo de la investigación, con el fin de identificar patrones y relaciones entre las variables involucradas. Uno de los aspectos más importantes fue evaluar consumo real de materiales de sostenimiento ingresado a interior mina con respecto a lo planificado y las pérdidas económicas que se tiene por las labores sobre dimensionadas (cabe mencionar que al valorizar sostenimiento solo son pagados por ratios y diseño de dicha labor, para un acceso sección típico es de 4.50m x 4.50m).

Se calcula la cantidad de material de sostenimiento utilizada para un tramo de 14.40 metros lineales de avance con respecto a la valorización del mes de marzo 2025.

Figura 71 Plano en vista en sección A – A' labor CN3 AC 161.



Fuente: Vista en planta y en sección longitudinal de labor de estudio NV. 3910 (-160) - CN3 AC 161, Tomado del departamento Topografía.

A. Cálculo consumo material de sostenimiento Valorizado marzo 2025

Se detalla la cantidad de material de sostenimiento valorizado para un avance de 14.4 metros lineales, conforme a los parámetros establecidos en el diseño de sección.

Figura 72 Valorización de sostenimiento marzo 2025.

LABOR	ANCHO	ALTURA	VALORIZACIÓN MARZO 2025	ESP.	PERIMETRO	AREA (M2)	MALLA	SPLITSET	SOST. SACRIFICIO	SPLIT SET 7ft INSTALADOS (Und)	MALLA ELECTROOLDADA INTALADOS (m2)	SPLIT SET 5' SACRIFICIO (Und)	MALLA SACRIFICIO (m2)	TRASLAP E SPLIT SET 2ft (und)
NV. 3910(-160) - CN3 AC 161	4.50	4.50	14.40	1.20	10.40	150	✓	✓	MALLA	120	150	40	66	31

Fuente: Tomado del departamento de costos.

B. Cálculo consumo real de material sostenimiento labor

Para calcular el consumo real se procederá a realizar mediante los reportes de materiales que se ingresó a mina, pero para fines más prácticos usaremos la base “BD_BOLER_2025”, es un Excel donde esta digitalizado todos los reportes

provenientes de los reportes de los operadores, lo cual nos dará una cifra más real de lo instalado al sostener dicha labor, también se realizará vista a campo para contar la cantidad instalada y se tendrá los datos mucho más exactos.

Figura 73 Consumo de materiales real para 14.4 metros de avance.

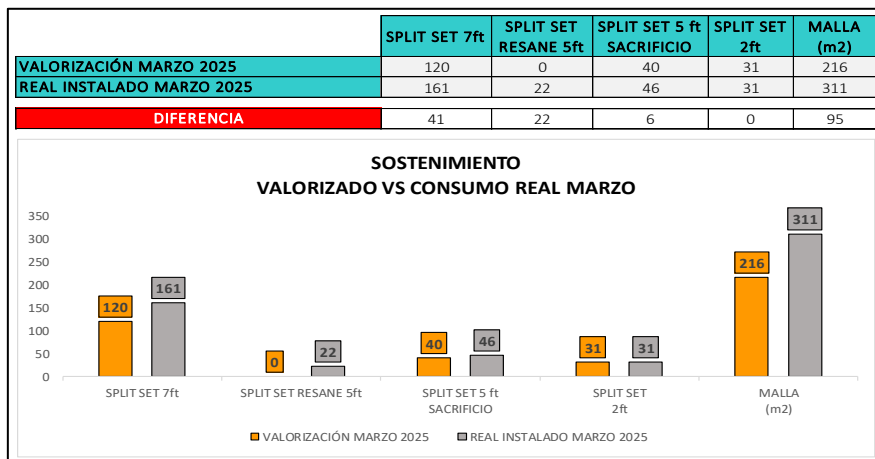
FECHA	EQUIPO	TURNO	GDIA	ACTIVIDADES	LABOR	Broca (mm)	Material	SPLIT SET 7ft	SPLIT SET RESANE 5ft	SPLIT SET 5 ft SACRIFICIO	SPLIT SET 2ft	MALLA (m2)
19/02/2025	DPI - 070	DIA	C	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D	35		9	7	64
20/02/2025	DPI - 076	NOCHE	C	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D	26			5	
21/02/2025	DPI - 076	DIA	A	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D		22			30
21/02/2025	DPI - 076	DIA	A	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D	10				
21/02/2025	DPI - 076	DIA	A	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D			9		24
23/02/2025	DPI - 076	DIA	A	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D	29				46
23/02/2025	DPI - 076	DIA	A	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D			9		24
24/02/2025	DPI - 076	NOCHE	C	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D	28			7	45
24/02/2025	DPI - 076	NOCHE	C	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D			10		30
01/03/2025	DPI - 076	NOCHE	A	Instalación de perno y malla	CN3 CA 161	38	D	33				48
01/03/2025	DPI - 076	NOCHE	A	Instalación de perno y malla	CN3 CA 161	38	D			9		
TOTAL								161	22	46	19	311

Fuente: Toma del departamento costos, Excel base datos Bolter 2025.

C. Comparación del consumo material sostenimiento Real vs. Valorizado

Se compara el consumo real de materiales sostenimiento con respecto a lo valorizado en el mes de marzo del 2025.

Figura 74 Sostenimiento Valorizado Vs Real instalado mina – marzo 2025.



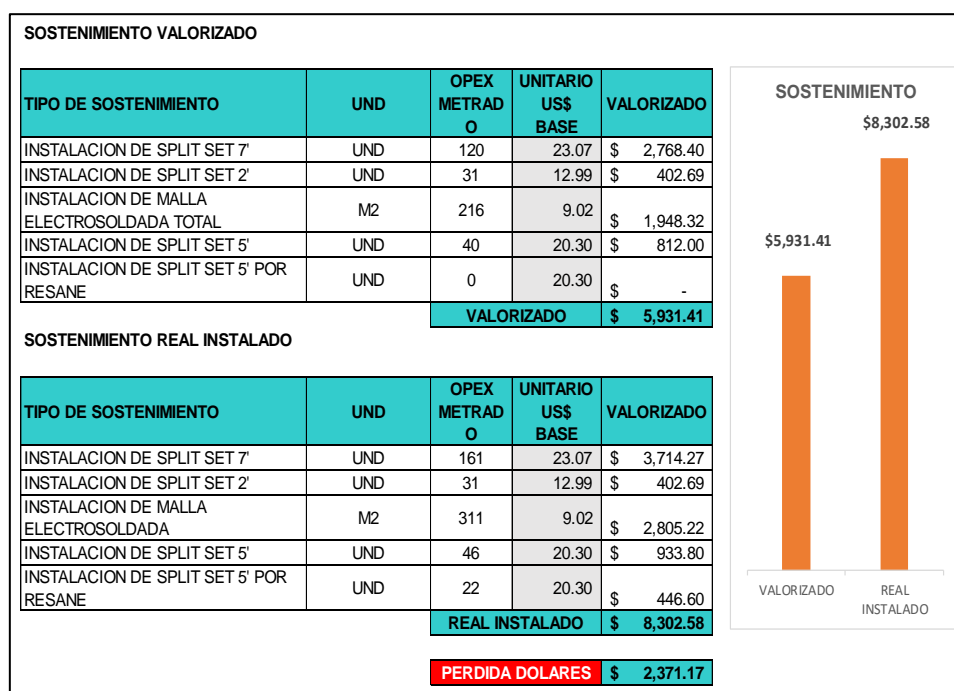
Fuente: Elaboración propia a partir del análisis de datos realizado.

Se observa en el gráfico que existen pérdidas significativas de material de sostenimiento no valorizado, ocasionadas por un sobreconsumo no planificado. Conceptualmente, el sostenimiento tipo resane corresponde a la reparación de la malla electrosoldada afectada por disparos defectuosos. Esta diferencia evidencia un sobreconsumo de los materiales de sostenimiento.

4.2.6. Cálculo pérdida económica – sostenimiento marzo

Se calcula la pérdida económica generada por el sobreconsumo de sostenimiento, comparando el costo valorizado según lo programado con el gasto real ejecutado, a fin de determinar el impacto financiero directo.

Figura 75 Pérdida económica por sobredimensionada mes marzo.



Fuente: Elaboración propia, a partir de análisis realizados.

Tabla 38 Pérdida económica respecto a la valorización marzo.

Perdida	Cantidad
Perdida en dólares	\$ 2,371.17
Tipo de cambio marzo	3.628
Perdida en soles	S/. 8,602.60

Nota. Cuadro de valorización de pérdidas económicas con base en el tipo de cambio promedio de marzo de 2025.

Podemos apreciar en la Tabla 39 que las pérdidas económicas ascienden hasta un \$ 2,371.17 dólares equivalente a un monto en soles S/. 8,602.60.

4.2.7. Modificación Valores malla perforación y voladura Propuesta

A partir de los análisis efectuados, se evidencia un exceso de sobrerotura y sobreexcavación en la labor CN3 AC 161. De las voladuras analizadas, los resultados demuestran una sección sobredimensionamiento, lo que incrementa el área a sostener. Esta condición genera un aumento significativo en el consumo de materiales de sostenimiento (pernos y mallas electrosoldadas), repercutiendo directamente en los costos operativos de la labor. En este contexto, es necesario el monitoreo de las vibraciones, ya que existe una relación entre el porcentaje de sobrerotura generada. Por lo tanto, es esencial optimizar los parámetros de diseño, garantizando una fragmentación eficiente y una mínima alteración al macizo rocoso.

En consecuencia, se propone rediseñar de la malla de perforación y voladura basado en criterios de consumo específico de explosivo (kg/m lineal) y distribución de carga por taladro. El enfoque contempla la optimización del patrón (burden/espaciamiento), el diámetro y la longitud de los taladros. Esta modificación tiene por objetivo reducir el porcentaje de sobrerotura y sobreexcavación, mejorar la fragmentación y preservar la sección proyectada de la labor, incrementando la eficiencia operativa y disminuyendo costos asociados a sobredimensionamiento.

4.2.8. Propuesta de cambio diseño de malla de perforación y voladura, secuenciamiento, distribución de explosivos.

El proyecto CN3 AC 161, contempla dos tramos principales, el primer tramo, con una pendiente de (+1%), el segundo tramo donde el presente estudio detalla es positivo con una pendiente de (+13%), por lo que la malla de perforación actual solo es para labores horizontales. Por lo tanto, se propone un esquema nuevo de malla de perforación y voladura adaptado a labores positivas (pendiente mayor a +10%). Se diseñará una nueva malla de perforación considerando el tipo de roca presente y con

una cantidad exacta de ANFO requerida, optimizando la fragmentación y reduciendo sobrerotura y sobreexcavación.

Modelo Matemático Roger Holmberg

La metodología que usaremos para diseñar la nueva malla de perforación propuesta es la del modelo matemático Roger Holmberg.

Tabla 39 Datos de diseño.

	DATOS GENERALES	UNIDADES
LABOR	Sección programada	4.5m x 4.5m
	Ancho de labor (m)	4.5 m
	Alto de labor (m)	4.5 m
	Radio de boveda	1.0 m
	PARAMETROS DEL MACIZO ROCO	
DATOS	Tipo de roca	Caliza
	Calificación	III A
	Calidad de roca	Regular - A
	RMR'89 modificado	54
	G.S.I.	54
	R.Q.D.	61
	Densidad de roca	2.85 gr/cc
		PARAMETROS DE PERFORACIÓN
EXPLOSIVO	Diametro de roca	45 mm
	Diametro de rimadora	102 mm
	Longitud de barreno	13 pies
	Eficiencia de perforación	90%
	Angulo de los taladros de contorno	3°
	Desviación angular (α)	10 mm
	Error de emboquille (e)	20 mm
		PARAMETROS DE EXPLOSIVO
EXPLOSIVO	Densidad relativo ANFO AMEX	0.83 g/cm ³
	Velocidad detonación (VOD)	3200 m/s
	Potencia relativa pesa (RWS)	100%
	Potencia relativa volumen (RBS)	100%
	Resistencia al agua	Nula
	Sensibilidad al detonador	No
	Anfo Amex	25 kg/saco
	Senatel Pulsar 1 1/4" x 12"	0.278 kg/cartucho
Senatel Magnafrac 1 1/4" x 12"	0.26 kg/cartucho	

Nota. El cuadro de los datos generales que debemos tener en cuenta para diseñar la nueva malla de perforación. Fuente: Elaboración propia.

A. Cálculo de malla de perforación

Cálculo del área.

Datos:

- Radio $r = 1.00 \text{ m}$
- Ancho $W = 4.50 \text{ m}$
- Alto $H = 4.50 \text{ m}$

Formula:

$$\text{Área(S)} = \left(\frac{3.1416 * r^2}{2} \right) + (r * (W - (2 * r))) + (W * (H - r))$$

$$\text{Área(S)} = 19.9 \text{ m}^2$$

Cálculo del perímetro.

Formula:

$$\text{Perimetro(Pp)} = (\pi * r) + 2 * (H - r) + 2 * (W - r)$$

$$\text{Perimetro(Pp)} = 17.23 \text{ m}$$

Cálculo número de taladros por frente.

Formula:

$$\text{N}^\circ \text{ tal} = \sqrt{W * H} * 10$$

$$\text{N}^\circ \text{ tal} = 45 \text{ tal.}$$

Cálculo diámetro equivalente.

Datos:

- Diámetro alivio $\varnothing_a = 102 \text{ mm}$
- Tal alivio o rimado $N = 4 \text{ taladros}$

Formula:

$$\text{Diametro equiv. } (\varnothing_e) = \varnothing_a * \sqrt{4}$$

$$\text{Diametro equiv. } (\varnothing_e) = 0.20 \text{ m}$$

Cálculo longitud de avance según Holmberg.

Datos:

- Diámetro equivalente $\varnothing_a = 102 \text{ mm}$
- Eficiencia de perforación $Ef = 90\%$

Formula:

$$\text{Long avance (L)} = ((0.15) + (34.1 * \varnothing_e) - (39.4 * \varnothing_a)) * 90\%$$

$$\text{Long avance (L)} = 4.9 \text{ metros / disparo}$$

Cálculo avance por disparo según experiencia en mina

Datos:

- Long. perforación según experiencia $H = 13 \text{ pies}$

Formula:

$$\text{Long. avance (L)} = H * 95\% = 3.80 \text{ m}$$

Cálculo error de perforación (δ).

Datos:

- Desviación de taladro $\alpha = 10 \text{ mm}$
- Error de emboquillado $e = 20 \text{ mm}$

$$\text{Error Perforación}(\delta) = ((\alpha * L) + e) = 0.06 \text{ m}$$

Cálculo consumo específico de explosivos formula modificada de Ashby.

Datos:

- Densidad de roca $\rho_r = 2.80 \text{ gr/cc}$
- Índice de Resistencia Geológica $G.S.I. = 54\%$
- Rock Quality Designation $R.Q.D. = 50\%$

Formula:

$$\text{Consu. explosivo (C.E)} = \left(\frac{0.56 * \rho_r * \text{TAN}\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\left(\frac{115 - RQD}{3.3}\right)}} \right)$$

$$\text{Consu. explosivo (C.E)} = \left(\frac{0.56 * 2.80 * \text{TAN}\left(\frac{54 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\left(\frac{115 - 61}{3.3}\right)}} \right)$$

$$\text{Consu. explosivo (C.E)} = 2.18 \text{ kg/m}^3$$

Cálculo constante de roca “C” sueco.

Formula:

$$\text{sueco (C)} = (0.8784 * C.E) + 0.052$$

$$\text{sueco (C)} = 0.424 \text{ kg/m}^3$$

Cálculo predecir el grado de fragmentación de roca, factor de roca.

Formula:

$$AF_{rock} = 96.667 * (C.E)^3 - 138.5 * (C.E)^2 + 75.883 * C.E - 4.41$$

$$AF_{rock} = 10.23$$

Cálculo de los factores complementarios índice de volabilidad de Lilly

“B.I.”.

Formula:

$$B.I = \left(\frac{C.E}{0.004} \right) = 106$$

Cálculo de factor de energía “F.E.”.

Formula:

$$F.E = 30 * C.E$$

$$F.E = 12.72 \text{ MJ/ton}$$

B. Cálculo para el diseño en el arranque:

Cálculo del Burden Máximo (Bmax0).

Formula:

$$\text{Ecuación 01: } B_{max} = \left(\frac{1.5 * \emptyset e}{2} \right)$$

$$\text{Ecuación 02: } B_{max} = \left(\frac{1.7 * \varnothing e}{2} \right)$$

$$\text{Ecuación 03: } B_{max} = \left(\frac{\pi * \varnothing e}{2} \right)$$

$$B_{max0} = 0.40 \text{ m}$$

Cálculo del Burden practico (Bprac0).

Formula:

$$B_{prac0} = (B_{max0}) - \delta - 0.04$$

$$B_{prac0} = (0.40) - 0.058 - 0.04$$

$$B_{prac0} = 0.24 \text{ m}$$

Cálculo del Ancho de la Abertura (A0).

Formula:

$$A0 = (B_{prac0} * \sqrt{2})$$

$$A0 = (0.24 * \sqrt{2})$$

$$A0 = 0.35 \text{ m}$$

Cálculo Densidad de Carga (Dq0) en el arranque.

Datos:

- Diámetro tal producción $\varnothing_{tal} = 45 \text{ mm}$
- Diámetro Equivalente $\varnothing_e = 200 \text{ mm}$
- Potencia relativa peso $RWS = 100\%$

Formula:

$$\text{Densidad de carga (Dq0)} = \frac{\left(55 * \varnothing_{tal} * \left(\frac{B_{prac0}}{\varnothing_e} \right)^{\frac{3}{2}} * \left(B_{prac0} - \frac{\varnothing_e}{2} \right) * \left(\frac{C}{0.4} \right) \right)}{RWS}$$

$$\text{Densidad de carga (Dq0)} = \frac{\left(55 * 0.045 * \left(\frac{0.44}{0.204} \right)^{\frac{3}{2}} * \left(0.44 - \frac{0.204}{2} \right) * \left(\frac{0.424}{0.4} \right) \right)}{1.0}$$

$$\text{Densidad de carga (Dq0)} = 1.06 \text{ kg/m}$$

Calculo modificado de la Carga lineal para el caso de estudio.

Donde:

- Diámetro del taladro $D_{TAL} = 45 \text{ mm}$
- Densidad explosiva ANFO Amex $\rho_{EXPLOSIVO} = 0.80 \text{ gr/cm}^3$
- Constante pi $\pi = 3.1416.$

Formula:

$$\text{Densidad carga lineal } \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}}\right) \text{ Anfo} = \frac{(D_{TAL})^2 * \pi * \rho_{EXPLOSIVO}}{4000}$$

$$\text{Densidad carga lineal } (Dq_0) \text{ Anfo} = 1.27 \text{ kg/m}$$

Cálculo de la longitud de taco.

Formula:

$$L_{taco} = 10 * \varnothing_{tal}$$

$$L_{taco} = 0.45 \text{ m}$$

Cálculo de longitud de carga.

Formula:

$$L_{carga} = L - L_{taco}$$

$$L_{carga} = 3.80 - 0.45 = 3.35 \text{ m}$$

Cálculo de N° de cartuchos/taladro para el arranque.

Formula:

$$N^{\circ} \text{ cartuchos} = \left(\frac{L - (0.5 * B_{max0})}{\text{Longitud de cartucho Senatel Pulsar } 1.1/4" \times 12"} \right)$$

$$N^{\circ} \text{ cartuchos} = \left(\frac{3.8 - (0.5 * 0.54)}{0.30} \right) = 12 \text{ Und.}$$

Cálculo de masa explosiva “Qe” utilizado en el arranque.

Formula:

$$\text{Masa explosiva } (Q_e) = Dq_0 * N^{\circ} * L_{carga} \text{ del explosivo empleado}$$

$$\text{Masa explosiva } (Q_e) = 1.27 * 11 * 0.278$$

Masa explosiva (Qe) = 3.88 kg/tal.

Cálculo de la predicción de fragmentación "X" por el método kuz ram.

Datos:

- Grado de fragmentación AF rock = 10.23
- Consumo explosivo C.E = 0.424 kg/m³
- Masa explosiva Qe = 3.88 kg/tal
- Potencia relativa peso RWS = 100%

Formula:

$$Kuz - Ram (X) = AF\ rock * (C.E)^{4/5} * (Qe)^{1/6} * \left(\frac{115}{RWS}\right)^{19/30}$$

$$Kuz - Ram (X) = 10.23 * (0.424)^{4/5} * (3.88)^{1/6} * \left(\frac{115}{100}\right)^{19/30}$$

$$Kuz - Ram (X) = 6.76\ cm$$

Esto nos indica que del material roto por la voladura del arranque tendremos en promedio

$$X = 7\ cm.\ de\ diámetro\ aceptable.$$

C. Cálculo de los Cuadrantes.

Tabla 40 Cálculo de cuadrantes aplicando ecuaciones de Roger Holmberg.

Cuadrante	Burden Máximo (Bmax)	Burden Practico (Bp)	Ancho abertura (A)	Densidad de carga (Dq)	Masa explosiva (Qe)	Numero Cartuchos/tal.
Primero Cuadrante	$= 0.088 \sqrt{\frac{A0 * q0 * RWS}{\emptyset p * C}}$ <p>Bmax1 = 0.48 m</p>	$= (Bmax1 - \delta)$ $= (0.48 - 006)$ <p>Bp1 = 0.42m</p>	$= \left(B_{p1} + \left(\frac{B_{p0}}{\sqrt{2}} \right) \right) * \sqrt{2}$ $= \left(0.40 + \left(\frac{0.44}{\sqrt{2}} \right) \right) * \sqrt{2}$ <p>A1 = 0.9 m</p>	$= \left(\frac{32.3 * \emptyset p * C * Bmax1}{RWS * \text{sen} \left[\tan^{-1} \left(\frac{A0}{2 * Bmax1} \right) \right]^{1.5}} \right)$ <p>Dq1 = 1.02 kg/m</p>	$= (L - 10(\emptyset p)) * Dq1$ $= (3.8 - 10(0.045)) * 1$ <p>Qe1 = 3.4 kg / tal</p>	$= \frac{Qe1}{\text{peso cartucho (kg)}}$ $= \frac{3.4}{0.278}$ <p>= 12 cart / tal</p>
Segundo Cuadrante	$= 0.088 \sqrt{\frac{A1 * q0 * RWS}{\emptyset p * C}}$ <p>Bmax2 = 0.61 m</p>	$= (Bmax2 - \delta)$ $= (0.64 - 006)$ <p>Bp2 = 0.55 m</p>	$= \left(\left(\frac{B_{p0} + B_{p1}}{\sqrt{2}} + B_{p2} \right) \sqrt{2} \right)$ <p>A2 = 1.41 m</p>	$= \left(\frac{32.3 * \emptyset p * C * Bmax2}{RWS * \text{sen} \left[\tan^{-1} \left(\frac{A1}{2 * Bmax2} \right) \right]^{1.5}} \right)$ <p>Dq2 = 0.77 kg/m</p>	$= (L - 10(\emptyset p)) * Dq2$ <p>Qe2 = 2.6 kg / tal</p>	$= \frac{Qe2}{\text{peso cartucho (kg)}}$ $= \frac{2.6}{0.278}$ <p>= 09 cart / tal</p>
Tercero Cuadrante	$= 0.088 \sqrt{\frac{A2 * q0 * RWS}{\emptyset p * C}}$ <p>Bmax3 = 0.77 m</p>	$= (Bmax3 - \delta)$ $= (0.77 - 0.06)$ <p>Bp3 = 0.71 m</p>	$= \left(\left(\frac{B_{p0} + B_{p1}}{\sqrt{2}} + B_{p2} \right) + B_{p3} \right) \sqrt{2}$ <p>A3 = 2.0 m</p>	$= \left(\frac{32.3 * \emptyset p * C * Bmax3}{RWS * \text{sen} \left[\tan^{-1} \left(\frac{A2}{2 * Bmax3} \right) \right]^{1.5}} \right)$ <p>Dq3 = 0.80 kg/m</p>	$= (L - 10(\emptyset p)) * Dq3$ <p>Qe3 = 2.7 kg / tal</p>	$= \frac{Qe3}{\text{peso cartucho (kg)}}$ $= \frac{2.6}{0.278}$ <p>= 10 cart / tal</p>

Fuente. Elaboración propia.

Comprobación si se requiere diseñar más cuadrantes.

Formula:

$$A3 \leq \sqrt{L}$$

Remplazamos:

$$2 \text{ metros} \leq 1.94 \text{ metros}$$

Remplazamos los valores en la ecuación y el resultado demuestra que la condición no se cumple, Esto indica que los valores se encuentran fuera del límite permitido, por lo que no es necesario diseñar cuadrantes adicionales.

D. Cálculo para los Taladros de Arrastre:

Para calcular taladros de arrastre se debe realizar el ajuste de constante "C", para ello se calcula el Bmax.

$$B_{\text{arrastre}} \leq 0.6 * L$$

$$B_{\text{arrastre}} \leq 2.28$$

Cálculo nuevo valor de constante de roca [C'] sueco.

$$C' = c + 0.05 ; B_{\text{arrastre}} > 1.4$$

$$C' = c + 0.07 ; B_{\text{arrastre}} < 1.4$$

$$C' = 0.424 + 0.05 = 0.474 \text{ kg/m}^3$$

Cálculo del Burden Máximo BMax_Arrastre.

Datos:

- Factor de fijación $F = 1.45$
- Relación de espaciamiento y burden $E/B = 1$

Formula:

$$B_{\text{Max Arrast}} = 0.90 * \sqrt{\frac{Dq_0 * RWS_{ANFO}}{C' * F * \left(\frac{E}{B}\right)}}$$

$$B_{\text{Max Arrast}} = 1.10 \text{ m}$$

Cálculo del Burden Practico Bp_Arrastre.

Formula:

$$B_{P\ Arrast} = B_{Max\ Arrast} \cdot L \operatorname{seno} \gamma - \delta$$

$$B_{P\ Arrast} = 1.10 - 3.8 * \operatorname{seno} (3^\circ) - 0.058 = 0.80\ m$$

Cálculo de Número de taladros en arrastre.

Formula:

$$N_{Tal\ Arrastre} = \left(\frac{W + 2 * L * \operatorname{seno} \gamma}{B_{max\ Arraste} * \left(\frac{S}{B}\right)} + 2 \right)$$

$$N_{Tal\ Arrastre} = \left(\frac{4.5 + 2 * 3.8 * \operatorname{seno}(3^\circ)}{1.10 * (1)} + 2 \right) = 6\ tal.$$

Cálculo de Espaciamiento para taladros (centrales) de arrastre.

Formula:

$$Ec = \left(\frac{W + 2 * L * \operatorname{seno} \gamma}{N_{Tal\ Arrastre} - 1} \right)$$

$$Ec = \left(\frac{4.5 + 2 * 3.8 * \operatorname{seno}(3^\circ)}{6 - 1} \right) = 1.0\ m$$

Cálculo de Espaciamiento para taladros (esquinas) de arrastre.

Formula:

$$Eq = Ec - (L * \operatorname{seno}(\gamma))$$

$$Eq = 1.0 - (3.8 * \operatorname{seno}(3^\circ)) = 0.80\ m$$

Cálculo de la Longitud de Carga de fondo taladros de arrastre

$$L_r = 1.25 * B_{max} = 1.25 * 1.10 = 1.4\ m$$

Cálculo Columna de Carga taladros de arrastre.

$$L_c = (L - L_r - 10x\emptyset p) * 0.75 = (3.8 - 1.4 - 10 * 0.045) = 1.95\ m$$

Cálculo Total de metros cargados en el taladro de arrastre

$$L_{ct} = L_r + L_c = 3.35\ m$$

Cálculo de Carga por Taladro en el arrastre.

Datos:

- Densidad de carga en el arranque $Dq_0 = 1.03 \text{ kg/m}$
 $= Lct * Dq \text{ arranque} = 3.45 \text{ kg/tal.}$

Cálculo de Numero de cartuchos por taladro en el arrastre.

$$\text{cartucho/taladro (Arrastre)} = \frac{Q_e \text{ Arranque}}{\text{Peso del cartucho en (kg)}}$$

$$\text{cartucho/taladro (Arrastre)} = \frac{3.45}{0.278} = 11 \text{ und.}$$

E. Cálculo para los Taladros de Corona:

Cálculo de espaciamento en taladros de corona.

Datos:

- Constante $K = 15 - 16$
- Relación de espaciamento y burden $E/B = 08$

Formula:

$$E_{corona} = K * \phi p$$

$$E_{corona} = 15 * 0.045 = 0.68 \text{ m}$$

Cálculo de Burden máximo para taladros de corona.

Formula:

$$B_{Max \text{ corona}} = \left(\frac{E_{corona}}{\left(\frac{E}{B} \right)} \right) = \frac{0.68}{0.8} = 0.85 \text{ m}$$

Cálculo de Burden práctico para taladros de corona.

Formula:

$$B_{P \text{ corona}} = B_{Max \text{ corona}} - L \text{ seno } \gamma - Ep$$

$$B_{P \text{ corona}} = 0.85 - 3.8 * \text{seno}(3^\circ) - 0.058 = 0.60 \text{ m}$$

Cálculo de número de taladros en la corona.

Formula:

$$N_{talcorona} = \left(\frac{W + 2 Lsen\gamma}{B_{max\ Corona}} \right) + 2$$
$$N_{talcorona} = \left(\frac{4.5 + 2 * 3.8 * \text{sen}(3^\circ)}{0.85} \right) = 7 \text{ tal.}$$

Para voladura controlada perforaremos 2 tal, sin carga = 9 tal.

Cálculo de la Longitud de Carga de fondo taladros de corona

$$L_r = 1.25 * B_{max} = 1.25 * 0.85 = 1.06 \text{ m}$$

Cálculo Columna de Carga taladros de corona.

$$L_c = (L_r) * 0.50 = (1.06 * 0.5) = 0.53 \text{ m}$$

Cálculo Total de metros cargados en el taladro de corona

$$L_{ct} = L_r + L_c = 1.59 \text{ m}$$

Cálculo de Densidad de Carga Mínima en la Corona.

$$D_q = 90 * d^2$$

$$D_q = 90 * (0.045)^2 = 0.18 \text{ kg/m}$$

Cálculo de Numero de cartuchos mínimos por taladro en la Corona.

Formula:

$$N_{cartuchos\ min/tal} = \frac{L_c\ Total}{Alt_{o\ cartucho\ pulgadas} * 0.0254}$$

$$N_{cartuchos\ min/tal} = 7 \text{ cartuchos}$$

Formula:

Son 7 cartuchos, pero para manejar una voladura controlada usaremos 6 cartuchos Senatel Magnafrac y 1 cartucho Senatel Pulsar.

F. Cálculo para los Taladros de los Hastiales:

Cálculo de la Altura disponible donde se ubicará los taladros hastiales.

Formula:

$$Hd_{Hastiales} = Altura_{labor} - B_{prac_{arrastre}} - Long. arco$$

$$Hd_{Hastiales} = 4.5 - 0.8 - 0.95 = 2.75 m$$

Cálculo de Burden máximo de los hastiales.

Formula:

$$B_{Max Hastiales} = 0.90 * \sqrt{\frac{Dq_0 * RWS_{ANFO}}{C * f * \left(\frac{E}{B}\right)}} = 0.90 * \sqrt{\frac{1.27 * 1}{0.474 * 1.2 * (1.25)}}$$

$$B_{Max Hastiales} = 1.20 m$$

Cálculo del Burden práctico de los hastiales.

Formula:

$$B_{P Hastiales} = B_{Max Hastiales} - L \text{ seno } \gamma - \delta$$

$$B_{P Hastiales} = 1.20 - 3.8 * \text{seno}(3^\circ) - 0.058 = 1.0 m$$

Cálculo de N° de taladros en los hastiales.

Formula:

$$N_{tal Hastiales} = \left[\frac{Hd_{hasitales}}{B_{max Hastiales} * \left(\frac{E}{B}\right)} + 2 \right] = \left[\frac{2.75}{1.2 * (1.25)} + 2 \right] = 3.8 tal.$$

$$Ambos hastiales = 6 tal.$$

Cálculo de espaciamento entre los taladros de los hastiales.

Formula:

$$E_{Hastiales} = \left[\frac{Hd_{hasitales}}{N_{tal Hastiales} - 1} \right] = 1.0 m$$

Cálculo de la densidad de carga (Dq_{hastiales}) en los taladros de hastiales.

$$D_{q_{Hastiales}} = \left(\frac{32.3 * \emptyset p * C * B_p \text{ Hastiales}}{RWS \text{ explosivo usado} * \text{seno} \left(\left[\tan^{-1} \left(\frac{H_d \text{ Hastiales}}{2 * B_p \text{ Hastiales}} \right) \right]^{1.5} \right)} \right)$$

$$D_{q_{Hastiales}} = \left(\frac{32.3 * 0.045 * 0.474 * 1}{1 * \text{seno} \left(\left[\tan^{-1} \left(\frac{2.75}{2 * 1} \right) \right]^{1.5} \right)} \right) = 0.87 \text{ kg/m}$$

Cálculo de la carga total por taladro en los hastiales.

Formula:

$$Carga \text{ total} = (L - 10 * \emptyset p) * D_{q_{hastiales}}$$

$$Carga \text{ total} = (3.8 - 10 * 0.045) * 0.87 = 2.90 \text{ kg/ tal}$$

G. Cálculo para los Taladros de Ayuda en la Corona:

Cálculo de la Altura disponible ayuda en la corona.

Formula:

$$Ad_{\text{ayuda corona}} = \text{Altura de labor} - B_{p_{\text{arrastre}}} - B_{p_{\text{corona}}}$$

$$Ad_{\text{ayuda corona}} = 4.5 - 0.8 - 0.6 = 3.1 \text{ m}$$

Este valor nos indica que hay espacio para taladros de Ayudas de Corona.

Cálculo del Burden Máximo ayuda en la corona.

Formula:

$$B_{\text{Max Ayuda corona}} = 0.90 * \sqrt{\frac{D_{q_0} * RWS_{\text{ANFO}}}{C' * f * \left(\frac{E}{B} \right)}} = 1.20 \text{ m}$$

Cálculo del Burden Practico en ayuda en la corona.

Formula:

$$B_{p \text{ ayuda corona}} = B_{\text{Max ayuda corona}} - L \text{ seno } \gamma - \delta$$

$$B_{p \text{ ayuda corona}} = 1.20 - 3.8 * \text{seno} (3^\circ) - 0.058 = 1.0 \text{ m}$$

Cálculo del número de taladros en ayuda en la corona.

Formula:

$$N_{tal\ ayuda\ corona} = \left[\frac{Hd_{hasitales}}{B_{max\ ayuda\ corona} * \left(\frac{E}{B}\right)} + 2 \right] = \left[\frac{2.75}{1.20 * (1.25)} + 2 \right]$$

$$N_{tal\ ayuda\ corona} = 3\ tal.$$

Cálculo de espaciamiento entre taladros de ayuda en la corona.

Formula:

$$E = \left[\frac{W - 2 * Bp\ hastial}{N - 1} \right] = \left[\frac{4.5 - 2 * 1}{3 - 1} \right] = 1.0\ m$$

Cálculo de la densidad de carga (Dq_ay.corona) taladros ayuda en la corona.

Formula:

$$Dq_{Ay.corona} = \left(\frac{32.3 * \emptyset p * C * Bp\ ay.corona}{RWS\ explosivo * \text{seno} \left(\left[\tan^{-1} \left(\frac{Ad_{ayuda\ corona}}{2 * Bp\ Hastiales} \right) \right]^{1.5} \right)} \right)$$

$$Dq_{ayuda\ corona} = 0.82\ kg/m$$

Cálculo de la carga total en los taladros ayuda en la corona.

Formula:

$$Carga\ total = (L - 10 * \emptyset p) * Dq_{ayuda\ corona}$$

$$Carga\ total = (3.8 - 10 * 0.045) * 0.82 = 2.70\ kg/ tal$$

H. Calculo para los Taladros de Ayuda en los Hastiales:

Cálculo de la Altura disponible ayuda en los hastiales.

Formula:

$$Ad_{ayuda\ hastiales} = \text{Ancho de labor} - Hd_{Hastiales} - Bp$$

$$Ad_{ayuda\ hastiales} = 4.5 - 2.75 - 1.1 = 0.65\ m$$

Este valor nos indica que hay espacio para taladros de Ayudas de los hastiales.

Cálculo del Burden Máximo ayuda en los hastiales.

Formula:

$$B_{\text{Max Ayuda hastiales}} = 0.90 * \sqrt{\frac{Dq_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{C' * f * \left(\frac{E}{B}\right)}} = 1.20 \text{ m}$$

Cálculo del Burden Practico en ayuda en los hastiales.

Formula:

$$B_{\text{P ayuda hastiales}} = B_{\text{Max ayuda corona}} - L \text{ seno } \gamma - \delta$$

$$B_{\text{P ayuda hastiales}} = 1.20 - 3.8 * \text{seno}(3^\circ) - 0.058 = 0.9 \text{ m}$$

Cálculo del número de taladros en ayuda en los hastiales.

Formula:

$$N_{\text{tal ay.hastiales}} = \left[\frac{Hd_{\text{hasitales}}}{Bp_{\text{ayuda corona}} * \left(\frac{E}{B}\right)} + 2 \right] = \left[\frac{2.75}{1.20 * (1.25)} + 2 \right] = 3 \text{ tal.}$$

Cálculo de espaciamiento entre taladros de ayuda en los hastiales.

Formula:

$$E = \left[\frac{Hd_{\text{hasitales}}}{N - 1} \right] = \left[\frac{2.75}{3 - 1} \right] = 1.0 \text{ m}$$

Cálculo densidad de carga (Dq_ay.hastiales) taladros ayuda en los hastiales.

Formula:

$$Dq_{\text{Ayuda Hastiales}} = \left(\frac{32.3 * \emptyset p * C * Bp_{\text{ay.corona}}}{RWS_{\text{explosivo}} * \text{seno} \left[\tan^{-1} \left(\frac{Ad_{\text{ayuda corona}}}{2 * Bp_{\text{Hastiales}}} \right) \right]^{1.5}} \right)$$

$$Dq_{\text{ayuda corona}} = 0.74 \text{ kg/m}$$

Cálculo de la carga total en los taladros ayuda en los hastiales.

Formula:

$$\text{Carga total} = (L - 10 * \emptyset p) * Dq_{\text{ayuda corona}}$$

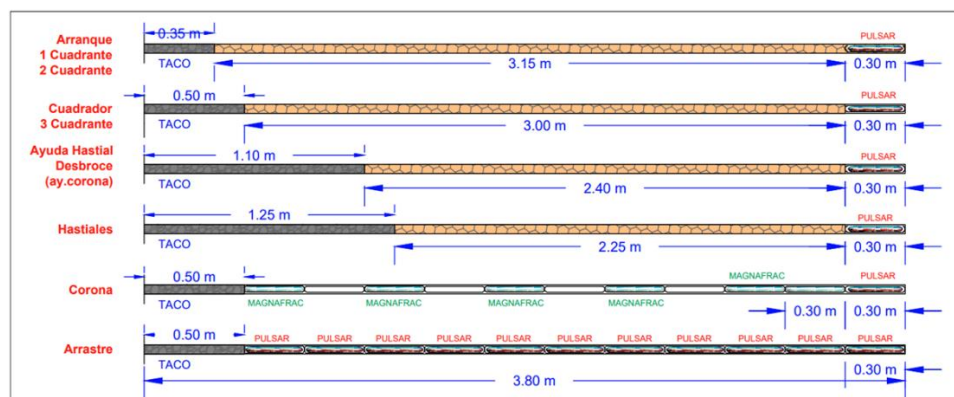
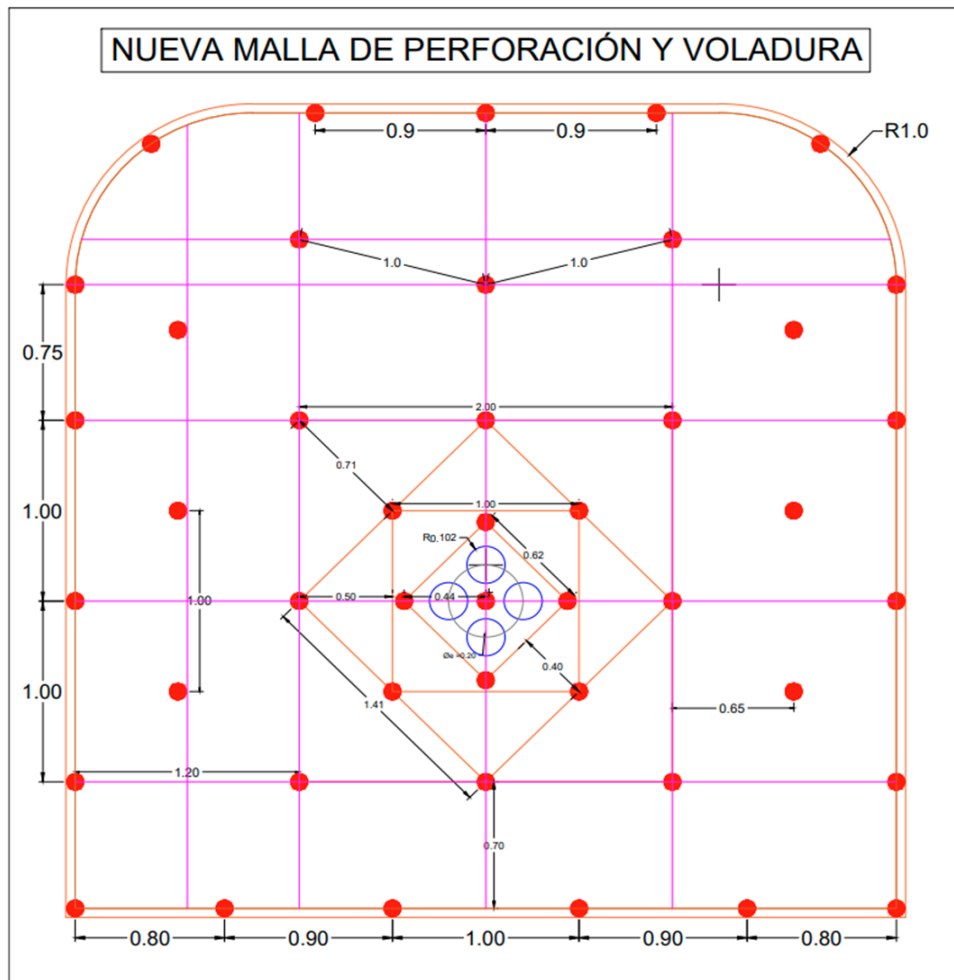
$$\text{Carga total} = (3.8 - 10 * 0.045) * 0.74 = 2.50 \text{ kg/ tal}$$

I. Cálculo para los Taladros de Ayuda en el Arrastre:

Se reemplazo en la formula, el valor nos da negativo, entonces nos indica no hay espacio para diseñar los taladros de Ayuda de arrastre.

Nueva malla de P&V Teórica Propuesta

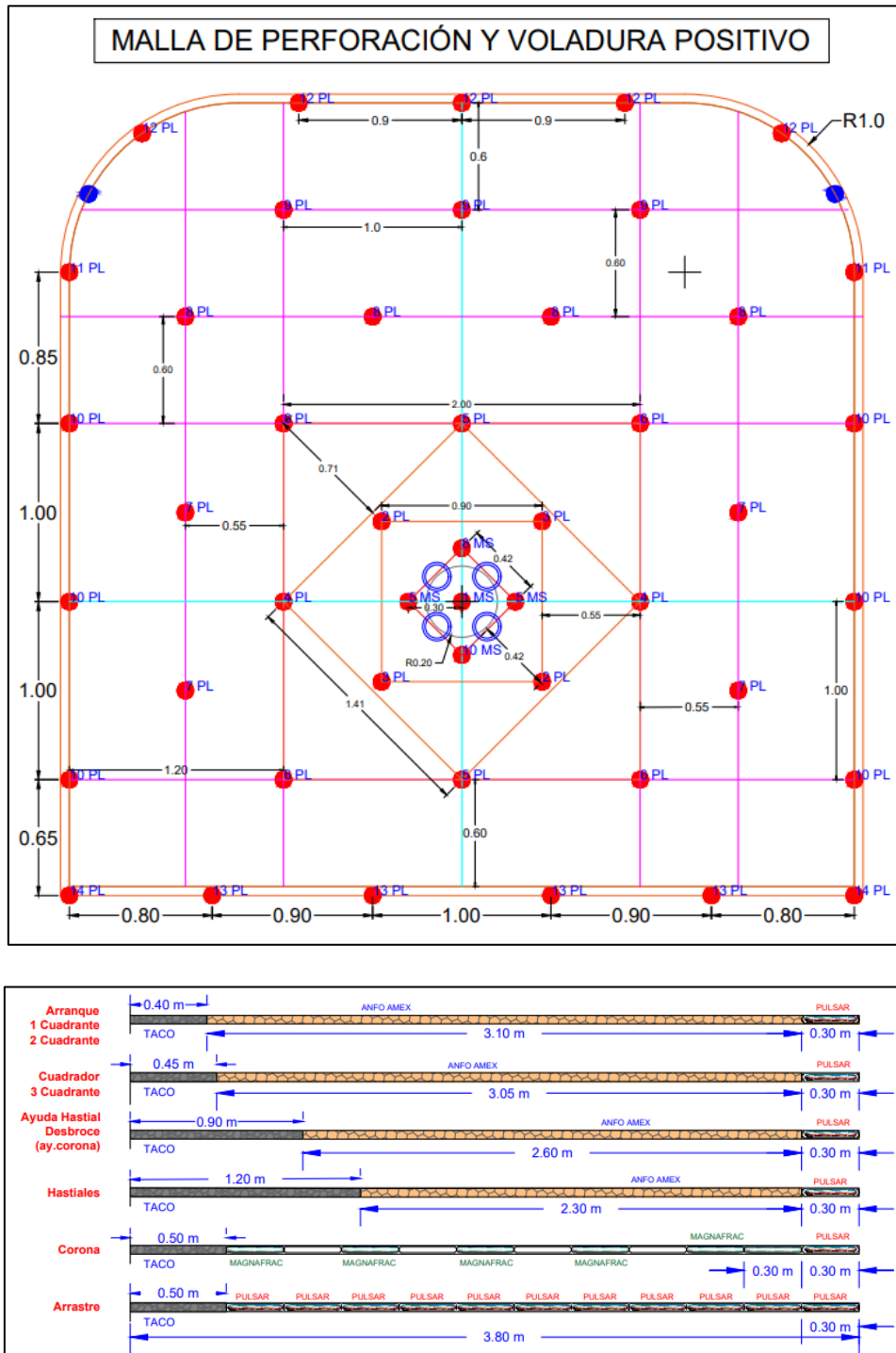
Figura 76 Propuesta diseño malla P&V sección 4.5m x 4.5m.



Fuente. Elaboración propia.

Nueva malla de P&V Ajustada

Figura 77 Modificado diseño malla perforación sección 4.5m x 4.5m.



Fuente. Elaboración propia.

Tabla 41 Resumen distribución de carga explosiva para tipo de roca IIIA – Malla de P&V modificado – Longitud perforación 13pies.

DESCRIPCION	Nº Tal	CARTUCHOS POR TALADRO				ACCESORIOS		Retardo Exel®
		Senatel Pulsar 1.1/4" x 12"		Senatel Magnafrac 1.1/4" x 12"		ANFO		
		Cart/Tal	Total/Tal	Cart/Tal	Total/Tal	Kg/Tal	Total	
Alivio (Corona y Hastiales)	2							
Alivio (Rimados)	4							
Arranque (TIPO ROPEBOCA)	1	1	1	0	0	4.5	4.5	1 MS
1era Ayuda	4	1	4	0	0	4.5	17.8	5 MS, 5MS, 8MS, 10MS
2da Ayuda	4	1	4	0	0	4.5	17.8	LP 2, LP 3
3da Ayuda	4	1	4	0	0	4.2	16.8	LP 4, LP 5
Cuadrador	4	1	4	0	0	4.2	16.8	LP 6
Ayuda de Hastial	4	1	4	0	0	3.9	15.8	LP 7
Desbroce	4	1	4	0	0	3.9	15.8	LP 8
Ayuda de corona	3	1	3	0	0	3.8	11.5	LP 9
Hastial I	3	1	3	0	0	3.4	10.3	LP 10
Hastial II	3	1	3	0	0	3.4	10.3	LP 10
Corona	7	1	7	6	42	0	0.0	LP 11, LP 12
Arrastre	6	11	66	0	0	0	0.0	LP 13, LP 14
TALADROS PERFORADOS	53							
TALADROS CARGADOS	47	Total, cart:	106	Total, cart:	36	Total, cart:	137.2	
KILOGRAMOS DE EXPLOSIVO	177.9 KG		29.7		10.9	137.20	KG	

Nota. Elaboración propia.

4.2.9. Evaluación de la nueva malla de P&V ajustada

A. Velocidad pico partícula crítica PPV crítico.

Se procederá a calcular la velocidad pico de partícula crítica PPV crítica asociada al tipo de roca del estudio, específicamente caliza, labor CN3 AC 161, según la indicación geomecánica tenemos un RMR de 54.

- **Índice de calidad del túnel - Bieniawski 1979 (Q):**

$$RMR = 9 \ln Q + 44$$

$$Q = \exp\left(\frac{(RMR - 44)}{9}\right) = 3.04$$

- **Velocidad de propagación de onda P (Vp):**

$$Vp = 3500 + 1000 \log(Q)$$

$$Vp = 3983 \text{ m/s}$$

- **Resistencia roca intacta (si):**

$$si = 75 \text{ Mpa}$$

- **Máximo de la velocidad de partícula crítica (PPVcrítico):**

Usando la Ley de Hooke y Forsyth; se determina el valor máximo de la velocidad de partícula crítica, sobre la base de las propiedades de la roca del punto de interés:

$$VPPcrítico = \sigma t \times \frac{Vp}{Ei}$$

Tabla 42 Cálculo de la velocidad de partícula crítica.

VPPcrítico	Velocidad de particular crítico – max.	1600	mm/s
σt	Resistencia a la tracción	6	Mpa
Vp	Velocidad de la onda P	3983	m/s
Ei	Módulo de Young	12.40	Gpa

Nota. Elaboración propia.

Una vez determinado el valor máximo de la velocidad pico partícula crítica PPV (mm/s), se elaboró el siguiente cuadro de resumen correspondiente que establece los umbrales de daño en función a la ecuación calculados. Estos valores permiten clasificar la intensidad del daño generado en el macizo rocoso.

Tabla 43 *Velocidad pico partícula crítica PPV crítico.*

CRITERIO DE DAÑO	TIPO DE DAÑO	Vpp crítico
Mayor 4 * PPV crítico	Intenso fracturamiento	6400 mm/s
Mayor 1 * PPV crítico	Creación de nuevas fracturas	1600 mm/s
Mayor 1 / 4 * PPV crítico	Leve propagación fracturas preexistentes	400 mm/s

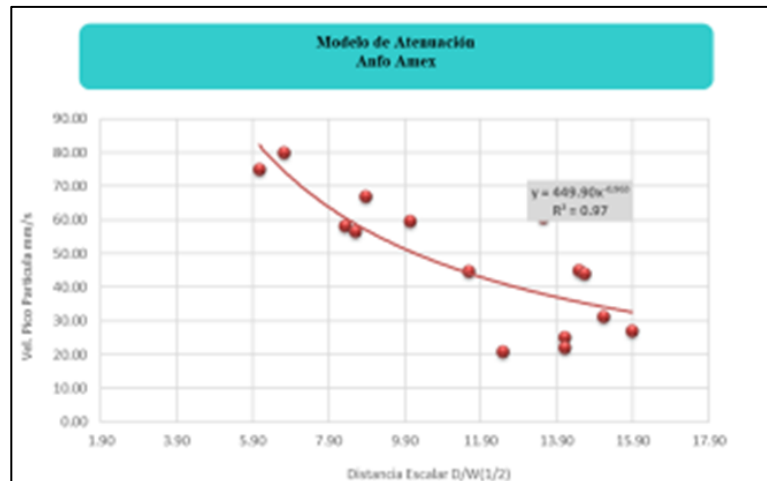
Nota. Se realizo el cálculo del criterio de daño, para tipo de roca, caliza con un RMR de 54. Elaboración propia.

B. Modelamiento Constante modificado K y Alpha

La metodología que se aplicará en el modelo de Devine mediante al análisis de campo cercano, el cual permitirá determinar los valores específicos de las constantes K y α , representativos para el tipo de roca presente en dicha labor. Cabe destacar que, para el cálculo preciso de dichas constantes, es importante contar con los registros de monitoreo de vibraciones durante cada voladura, así como con las distancias de medición entre los puntos de registro.

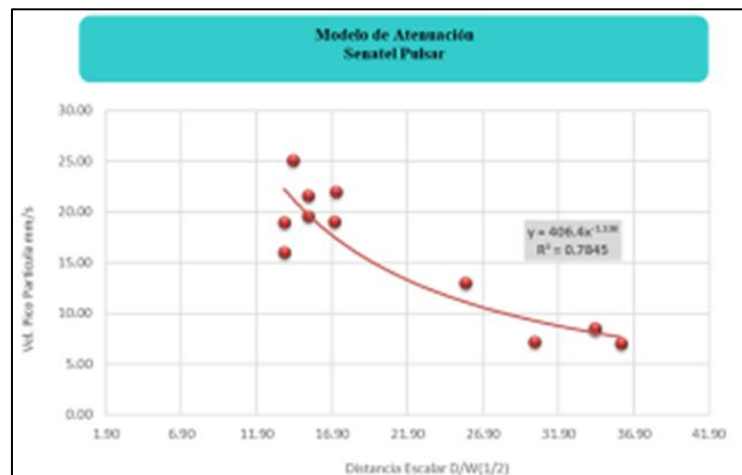
Con base en esta información, se elaborará una tabla de cálculo y ajuste de parámetros empíricos, la cual permitirá obtener una correlación confiable entre la velocidad pico de partícula (PPV) y la distancia, garantizando que los valores de K y α reflejen fielmente el comportamiento dinámico del macizo rocoso bajo las condiciones específicas del frente analizado.

Figura 78 Modelo de Atenuación Anfo Amex.



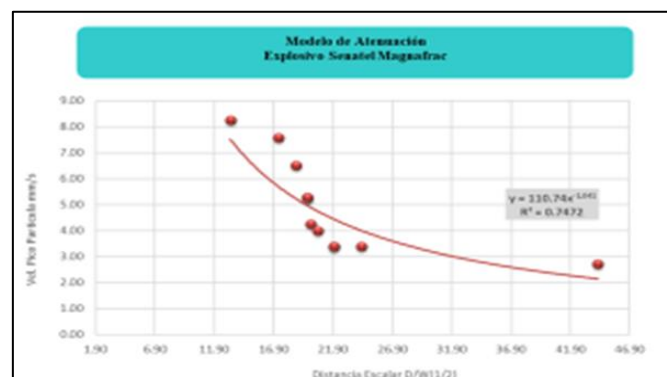
Fuente: Análisis realizado a partir de los monitoreos tomados en campo.

Figura 79 Modelo de Atenuación Senatel Pulsar.



Fuente: Análisis realizado a partir de los monitoreos tomados en campo.

Figura 80 Modelo de Atenuación Senatel Magnafrac.



Fuente: Análisis realizado a partir de los monitoreos tomados en campo.

Tabla 44 Resumen de los constante modificado K y Alpha.

	ANFO	PULSAR	MAGNAFRAC
Constante K	449.90	406.40	110.74
Constante alpha	0.97	0.78	0.74

		ANFO	PULSAR	MAGNAFRAC	unidad
Explosivo	=	ANFO	1 1/4" x 12"	1 1/4" x 12"	m
k	=	449.90	406.40	110.70	
Alfa	=	-0.97	-0.78	-0.75	
Long. Taco	=	0.40	0.80	0.50	m
Long. Carg.	=	3.10	3.00	3.30	m
Long. Taladro	=	3.80	3.80	3.80	m
Densidad carga	=	0.90	1.15	1.10	gr/cc
W explosivo	=	4.60	3.10	1.80	kg
Carga Lineal	=	1.21	0.82	0.47	kg/ml

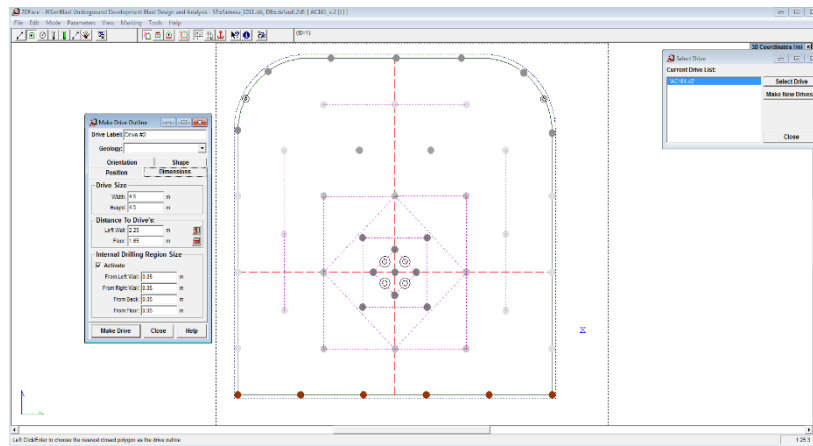
		AMEX	PULSAR	MAGNAFRAC
	VPP	d (m)	d (m)	d (m)
Intenso fracturamiento (4 x VPPc)	6400	0.11	0.05	0.01
Creación de nuevas fracturas (1 x VPPc)	1600	0.59	0.31	0.04
Extender fracturas preexistentes (1/4 x VPPc)	400	3.15	1.80	0.24

Nota. Fuente: Elaboración propia.

C. Simulación Nueva Malla de P&V Software JKSimBlast

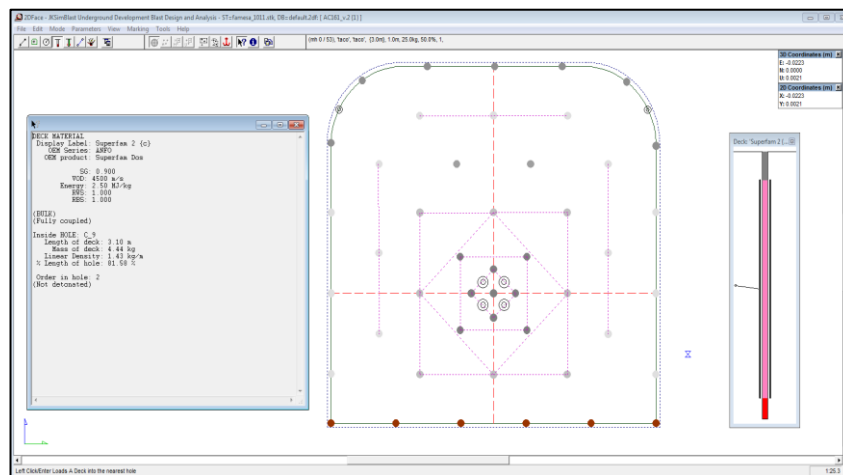
Se diseñó y modeló la nueva malla de perforación propuesta utilizando el software JKSimBlast, considerando parámetros de geometría, secuencia de disparo y características del macizo rocoso.

Figura 81 Diseño nueva malla de P&V ajustada – JKSimBlast.



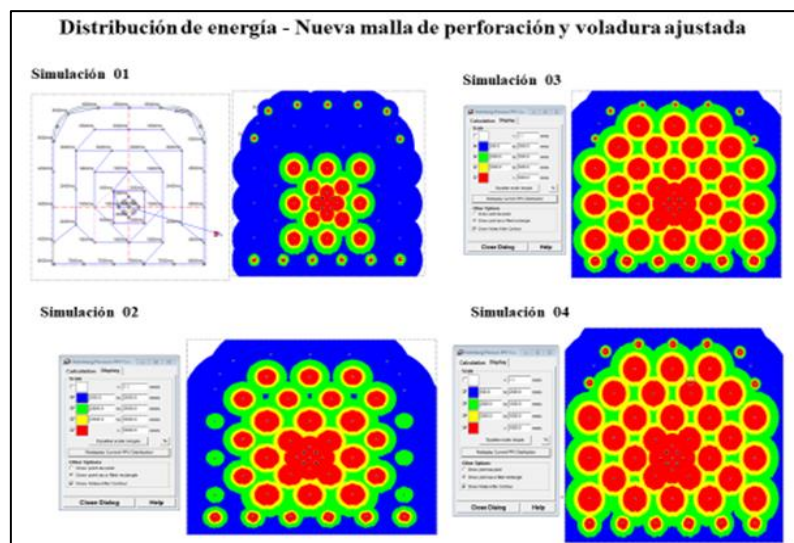
Fuente: Elaboración propia.

Figura 82 Secuencia de carga nueva malla de P&V ajustada.



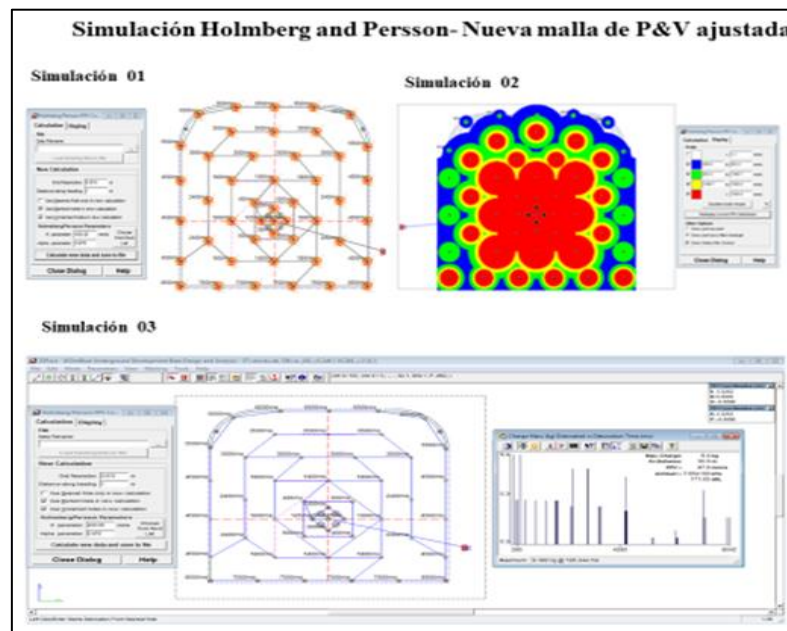
Fuente: Elaboración propia.

Figura 83 Distribución de energía explosiva optima – JKSimBlast.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 84 Simulación Holmberg and Persson - nueva malla P&V ajustada.



Fuente: Elaboración propia.

Del análisis obtenido mediante el software JKSIMBLAST, la simulación de daño sobre el macizo rocoso evidencia que los valores de velocidad pico de partícula PPV (mm/s) se mantienen en rangos bajos y técnicamente aceptables, sin afectar la granulometría de la roca fragmentada.

Esto confirma que la nueva malla de perforación propuesta ofrece resultados favorables, optimizando la distribución de carga aplicada, la cual resulta adecuada para fracturar el macizo y alcanzar un nivel de sobrerotura dentro de parámetros tolerables.

4.2.10. Secuencia de voladuras – valorización mayo

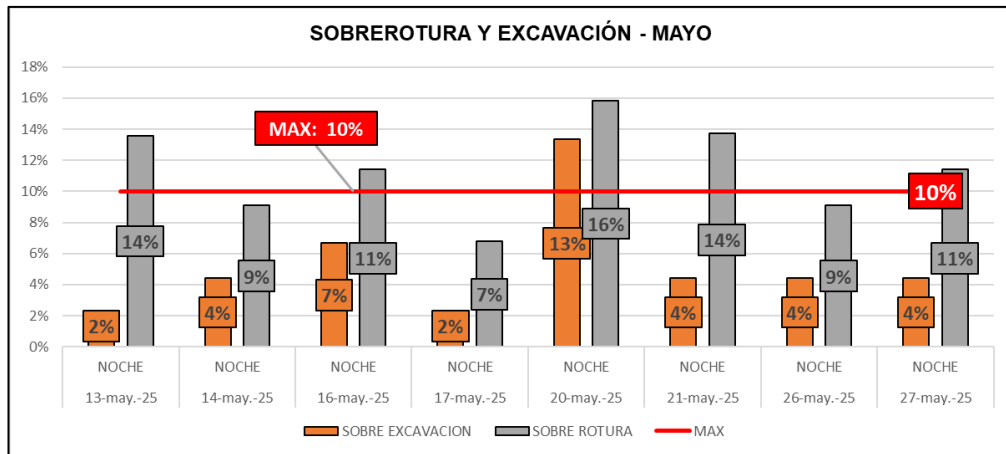
Se detalla la secuencia de disparos ejecutados del mes de mayo del 2025, para una sección programa de 4.50m x 4.50m, tipo de disparo ejecutado en frente, labor con un pendiente positivo.

Tabla 45 Disparos ejecutados labor CN3 AC 161 - mayo.

FECHA	TURNO	LABOR	LONG. PERF.	AVANC	ANCHO REAL	ALTO REAL	SOBRE ROTURA
13-may.-25	NOCHE	AC 161	13	3.80	5.0	4.6	14%
14-may.-25	NOCHE	AC 161	13	3.60	4.7	4.7	9%
16-may.-25	NOCHE	AC 161	13	3.00	4.7	4.8	11%
17-may.-25	NOCHE	AC 161	12	3.50	4.7	4.6	7%
20-may.-25	NOCHE	AC 161	12	3.60	4.6	5.1	16%
21-may.-25	NOCHE	AC 161	12	3.00	4.9	4.7	14%
26-may.-25	NOCHE	AC 161	13	3.40	4.7	4.7	9%
27-may.-25	NOCHE	AC 161	12	2.70	4.8	4.7	11%

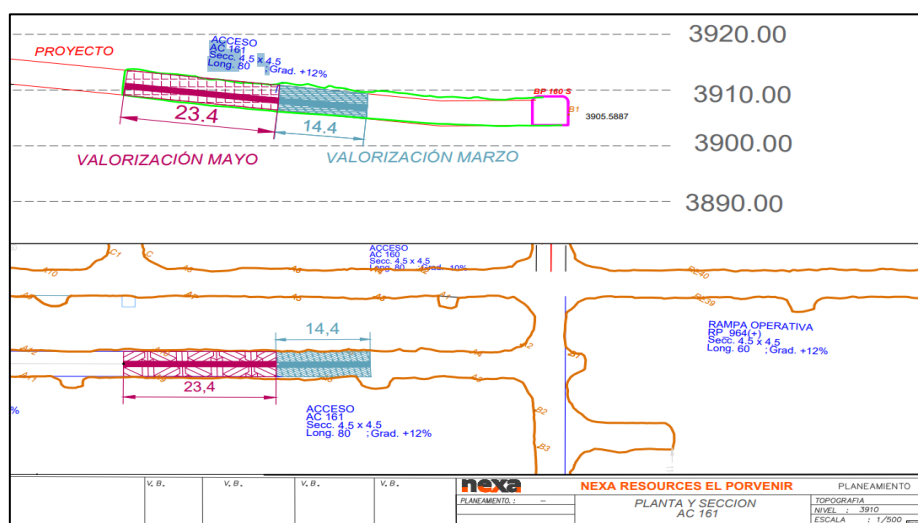
Fuente: Base de datos avance. Toma del departamento topografía.

Figura 85 Análisis de Sobrerotura y sobreexcavación labor CN3 AC 161.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 86 Plano topográfico de la labor CN3 AC 161 – mayo 2025.



Fuente: Vista en planta y en sección longitudinal de labor de estudio, NV. 3910(-160) - CN3 AC 161. Tomado del departamento Topografía.

4.2.11. Análisis de sostenimiento nueva de P&V ajustada

En esta sección se evaluará propuesta de la nueva malla de perforación ajustada, para ver su impacto en la reducción de la sobrerotura y la sobreexcavación, considerando además la relación con la disminución del consumo de material de sostenimiento en la labor NV. 3910(-160) - CN3 AC 161. Para ello, se analizaron los disparos ejecutados en los periodos posteriores a su uso. Cabe señalar que durante abril de 2025 no se programaron voladuras, por lo que el análisis se centra en los disparos realizados en mayo de 2025, aplicando la nueva malla de perforación. Los resultados obtenidos en dicho periodo permiten evaluar la efectividad técnica de la propuesta y su repercusión económica mediante la valorización de mayo 2025 correspondiente.

A. Cálculo consumo material de sostenimiento Valorización Mayo

Se detalla la cantidad de material de sostenimiento valorizado en el mes de mayo para un avance de 23.4 metros lineales, conforme a los parámetros establecidos en el diseño de sección.

Figura 87 Valorización de sostenimiento mayo 2025.

LABOR	ANCHO	ALTURA	VALORIZACIÓN MAYO 2025	ESP.	PERIMETRO	AREA (M2)	MALLA	SPLITSET	SO. ST. SACRIFICIO	SPLIT SET 7ft INSTALADOS (Und)	MALLA ELECTROS OLDADA INTALADOS (m2)	SPLIT SET 5 SACRIFICIO (Und)	MALLA SACRIFICIO (m2)	TRASLAPE SPLIT SET 2ft (und)
NV. 3910(-160) - CN3 AC 161	4.50	4.50	23.40	1.20	10.40	243	✓	✓	MALLA	195	243	65	108	51

Fuente: Tomado del departamento de costos.

B. Consumo material sostenimiento Real vs. Valorizable

Se compara el consumo real de materiales sostenimiento con respecto a lo valorizado en el mes de mayo del 2025.

Figura 88 Consumo de material de sostenimiento Valorizado Vs Real.

FECHA	EQUIPO	TURNO	GDIA	ACTIVIDADES	LABOR	Broca (mm)	Material	SPLIT SET 7ft	SPLIT SET RESANE 5ft	SPLIT SET 5 ft SACRIFICIO	SPLIT SET 2ft	MALLA (m2)
14/05/2025	DPJ - 076	NOCHE	B	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D	35		9	6	36
16/05/2025	DPJ - 076	NOCHE	C	Instalación de perno y malla (Resane)	CN3 AC 161	38	D		10		5	15
16/05/2025	DPJ - 076	NOCHE	C	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D	31			4	37
16/05/2025	DPJ - 076	NOCHE	C	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D			10		28
17/05/2025	DPJ - 076	NOCHE	C	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D	30			7	48
17/05/2025	DPJ - 076	NOCHE	C	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D			10		
20/05/2025	DPJ - 076	DIA	A	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D	9				16
20/05/2025	DPJ - 076	NOCHE	C	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D				3	30
20/05/2025	DPJ - 076	NOCHE	C	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D	33				47
20/05/2025	DPJ - 076	NOCHE	C	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D			10		35
21/05/2025	DPJ - 076	NOCHE	C	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D				4	
21/05/2025	DPJ - 076	NOCHE	C	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D	33			7	
25/05/2025	DPJ - 076	NOCHE	C	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D			10		
25/05/2025	DPJ - 076	DIA	B	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D	14		10	24	54
25/05/2025	DPJ - 076	NOCHE	A	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D	8				20
25/05/2025	DPJ - 076	NOCHE	A	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D					
25/05/2025	DPJ - 076	DIA	B	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D	18				24
26/05/2025	DPJ - 076	NOCHE	A	Instalación de perno y malla	CN3 AC 161	38	D			9		
TOTAL								211	10	68	60	390
								SPLIT SET 7ft	SPLIT SET RESANE 5ft	SPLIT SET 5 ft SACRIFICIO	SPLIT SET 2ft	MALLA (m2)
VALORIZACION MAYO 2025								195	9	65	51	351
REAL INSTALADO MARZO 2025								211	10	68	60	390
DIFFERENCIA								16	10	3	9	39

Fuente: Elaboración propia.

C. Cálculo pérdida económica por consumo de material de sostenimiento

Se realizó el cálculo de la pérdida económica asociada al sostenimiento de la labor, estableciendo una comparación entre el costo valorizado conforme a lo programado y el gasto real ejecutado.

Figura 89 Pérdida económica con nueva malla de perforación mes mayo.

SOSTENIMIENTO VALORIZADO				
TIPO DE SOSTENIMIENTO	UND	OPEX METRADO	UNITARIO US\$ BASE	VALORIZADO
INSTALACION DE SPLIT SET 7	UND	195	23.07	\$ 4,498.65
INSTALACION DE SPLIT SET 2'	UND	51	12.99	\$ 662.49
INSTALACION DE MALLA ELECTROSOLDADA TOTAL	M2	351	9.02	\$ 3,166.02
INSTALACION DE SPLIT SET 5'	UND	65	20.30	\$ 1,319.50
INSTALACION DE SPLIT SET 5' POR RESANE	UND	0	20.30	\$ -
VALORIZADO				\$ 9,646.66
SOSTENIMIENTO REAL INSTALADO				
TIPO DE SOSTENIMIENTO	UND	OPEX METRADO	UNITARIO US\$ BASE	VALORIZADO
INSTALACION DE SPLIT SET 7	UND	211	23.07	\$ 4,867.77
INSTALACION DE SPLIT SET 2'	UND	60	12.99	\$ 779.40
INSTALACION DE MALLA ELECTROSOLDADA	M2	390	9.02	\$ 3,517.80
INSTALACION DE SPLIT SET 5'	UND	68	20.30	\$ 1,380.40
INSTALACION DE SPLIT SET 5' POR RESANE	UND	10	20.30	\$ 203.00
REAL INSTALADO				\$ 10,748.37
PERDIDA DOLARES				\$ 1,101.71

SOSTENIMIENTO

\$10,748.37

\$9,646.66

VALORIZADO REAL INSTALADO

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 46 Pérdida económica respecto a la valorización marzo 2025.

Perdida	Cantidad
Perdida en dólares	\$ 1101.71
Tipo de cambio marzo	3.628
Perdida en soles	S/. 3997.00

Nota. La Tabla 44, nos indica las pérdidas económicas con base en el tipo de cambio promedio de mayo de 2025.

Podemos apreciar las pérdidas económicas ascienden hasta \$ **1,101.71** dólares equivalente a un monto en soles **S/. 3,997.00**. Estos valores nos indican que se tiene una disminución de la pérdida económica que el mes de marzo.

4.2.12. Resultados Finales Nueva Malla P&V Ajustada

En esta sección se presenta la comparación general entre los resultados obtenidos con la malla de perforación estándar y la nueva malla de perforación y voladura ajustada, desarrollada a partir del análisis de vibraciones, sobrerotura y sobreexcavación. El objetivo es evaluar la efectividad del rediseño.

A. Sobrerotura Malla de P&V actual vs. Propuesta y ajustada

Se realizó una comparación detallada de los niveles de sobrerotura y sobreexcavación correspondientes a los disparos ejecutados bajo ambos esquemas de malla de P&V, con el fin de analizar el comportamiento de estas variables. El análisis de los resultados evidencia que, con la implementación de la malla ajustada, la tendencia de sobrerotura y sobreexcavación disminuye significativamente llegando a controlar una sobrerotura aceptable de un 10% como máximo y esto reflejando un mejor control del frente de voladura y una reducción del sobredimensionamiento de labor, contribuyendo a una menor alteración del

macizo rocoso, reducción del consumo de sostenimiento y optimización de los costos operativos.

También se realizó la comparación promedio de avance por disparo, con el propósito de evaluar el comportamiento entre el diseño de malla de perforación y voladura estándar y la malla ajustada propuesta. El diseño convencional registró un avance promedio de 3.40 m/disparo, mientras que el nuevo diseño mantuvo un promedio equivalente de 3.40 m/disparo, lo que indica que no se produjo una variación significativa. Sin embargo, se logró un mayor control de las secciones excavadas y una reducción considerable del porcentaje de sobrerotura, evidenciando una mejora sustancial en la eficiencia del diseño de voladura y en la estabilidad del contorno.

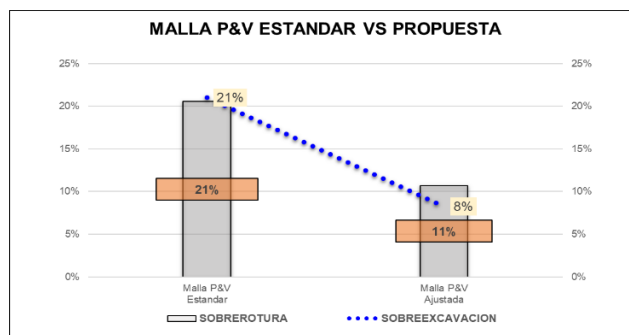
Tabla 47 Resumen de los disparos realizados.

MES	MALLA	TURNO	LABOR	SECCIÓN	TIPO	LONG. PERF.	AVANCE	ANCHO REAL	ALTO REAL	SOBRE EXCAVACION	SOBRE ROTURA	FACTOR DE CARGA
29-ene.-25	ESTANDAR	NOCHE	AC 161	4.5x4.5	SELLADA	13	2.70	5.4	4.9	21%	31%	67.1
1-feb.-25	ESTANDAR	DIA	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	10	2.80	5.0	4.9	23%	21%	64.7
4-feb.-25	ESTANDAR	DIA	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	11	3.40	4.9	4.9	19%	19%	59.3
6-feb.-25	ESTANDAR	DIA	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	13	4.00	5.0	4.7	18%	16%	65.3
7-feb.-25	ESTANDAR	DIA	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	13	3.30	5.0	4.8	21%	19%	60.9
11-feb.-25	ESTANDAR	DIA	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	13	2.70	4.6	5.2	28%	18%	67.1
17-feb.-25	ESTANDAR	DIA	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	12	3.50	5.0	4.8	17%	19%	56.7
18-feb.-25	ESTANDAR	DIA	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	13	3.80	4.7	5.0	21%	16%	53.7
20-feb.-25	ESTANDAR	DIA	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	13	3.60	5.0	5.1	24%	26%	54.6
21-feb.-25	ESTANDAR	DIA	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	12	3.70	4.8	4.9	19%	16%	48.9
23-feb.-25	ESTANDAR	DIA	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	12	3.50	5.0	4.8	18%	26%	51.7
24-feb.-25	ESTANDAR	NOCHE	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	13	3.50	4.9	5.0	23%	21%	51.7
13-may.-25	PROPUESTA	NOCHE	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	13	3.80	5.0	4.6	14%	14%	46.8
14-may.-25	PROPUESTA	NOCHE	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	13	3.60	4.7	4.7	14%	9%	49.4
16-may.-25	PROPUESTA	NOCHE	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	13	3.00	4.7	4.8	17%	11%	49.3
17-may.-25	PROPUESTA	NOCHE	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	12	3.50	4.7	4.6	12%	7%	50.8
20-may.-25	PROPUESTA	NOCHE	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	12	3.60	4.6	5.1	15%	16%	49.4
21-may.-25	PROPUESTA	NOCHE	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	12	3.00	4.9	4.7	4%	14%	54.3
26-may.-25	PROPUESTA	NOCHE	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	13	3.40	4.7	4.7	4%	9%	52.3

MES	MALLA	TURNO	LABOR	SECCIÓN	TIPO	LONG. PERF.	AVANCE	ANCHO REAL	ALTO REAL	SOBRE EXCAVACION	SOBRE ROTURA	FACTOR DE CARGA
27-may.-25	PROPUESTA	NOCHE	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	12	2.70	4.8	4.7	4%	11%	55.9
30-may.-2025	PROPUESTA	DIA	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	11	3.20	4.6	4.7	4%	7%	55.6
1-jun.-2025	PROPUESTA	NOCHE	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	13	3.50	4.7	4.8	7%	11%	50.8
3-jun.-2025	PROPUESTA	NOCHE	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	13	3.40	4.7	4.8	7%	11%	52.3
6-jun.-2025	PROPUESTA	DIA	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	12	3.50	4.7	4.7	4%	9%	50.8
7-jun.-2025	PROPUESTA	DIA	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	13	3.20	4.8	4.6	2%	9%	55.6
8-jun.-2025	PROPUESTA	DIA	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	12	3.70	4.8	4.7	4%	11%	48.1
9-jun.-2025	PROPUESTA	NOCHE	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	13	3.40	4.5	5.0	11%	11%	52.3
10-jun.-2025	PROPUESTA	NOCHE	AC 161	4.5x4.5	FRENTE	12	3.20	4.7	4.8	7%	10%	55.6

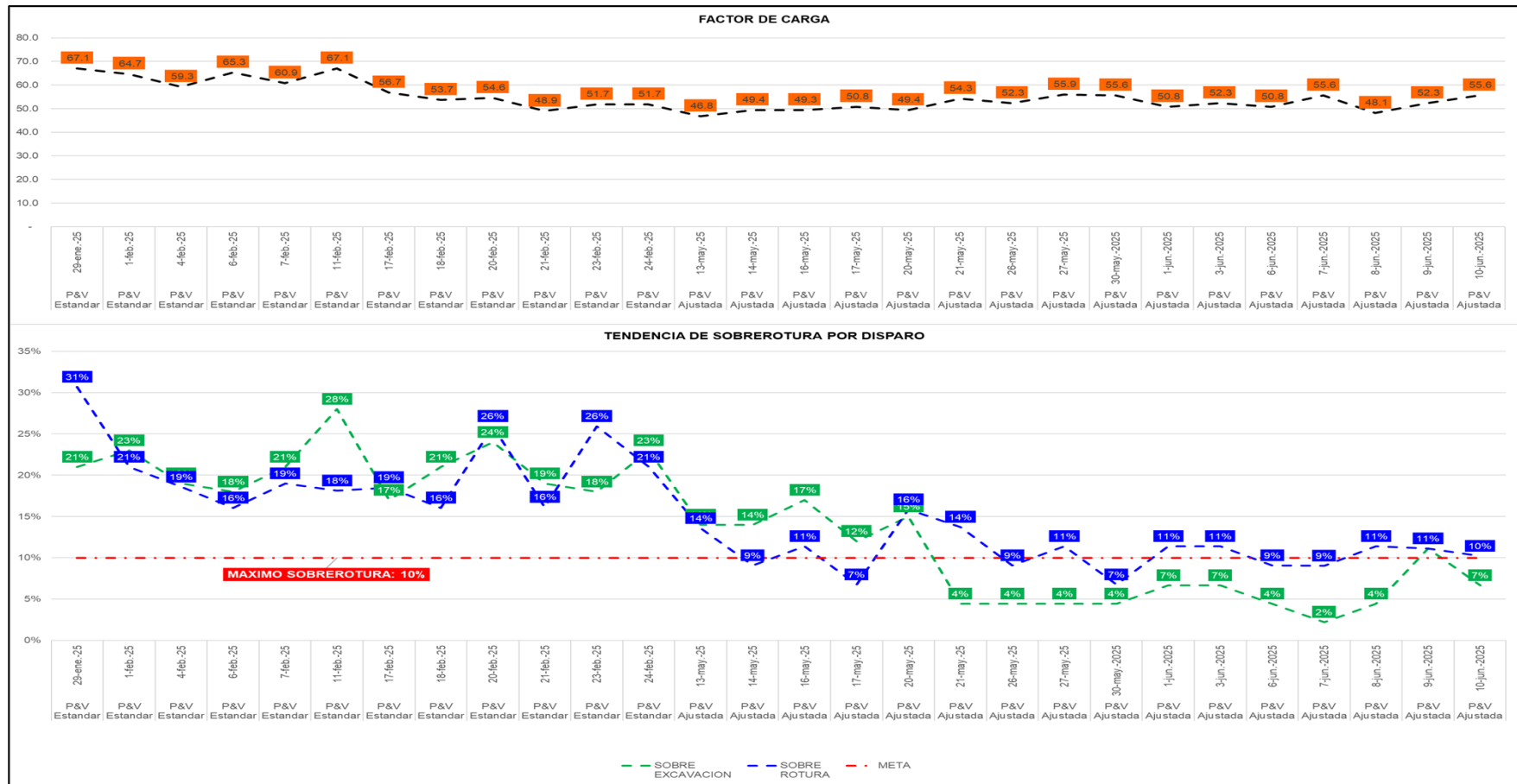
Nota. La tabla fue adaptada de la base de datos tomado del departamento de Topografía.

Figura 90 Promedio de sobrerotura y sobreexcavación con la malla de P&V propuesta.



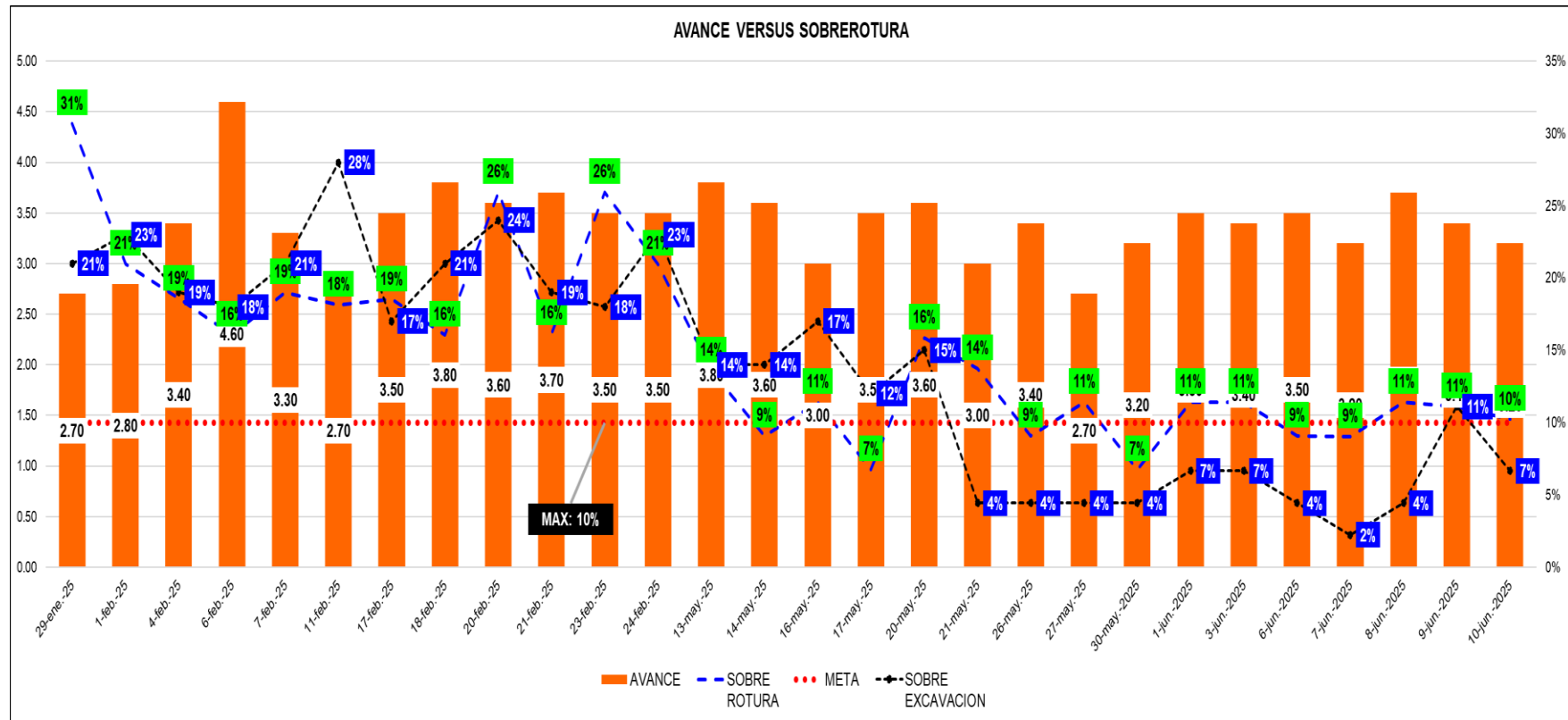
Fuente: Elaboración propia.

Figura 91 Comparación de la sobrerotura y sobreexcavación, después de aplicado modelo de malla P&V ajustada.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 92 Datos históricos Avance vs. sobrerotura y la comparación después de aplicado modelo de malla P&V ajustada.



Fuente: Elaboración propia.

4.2.13. Impacto Económico de la Nueva Malla P&V Ajustada

En esta parte aremos una comparación general respecto a la valorización llevado a cabo en marzo y mayo del 2025, para poder ver diferencia entre las pérdidas económicas que se tiene.

A. Comparación de la Valorización del Sostenimiento entre marzo y mayo:

Análisis de la Tendencia y del Beneficio Económico

Se puede apreciar en el siguiente gráfico que, tras la implementación de la nueva malla de perforación y voladura ajustada, se obtuvo una reducción significativa en la pérdida económica.

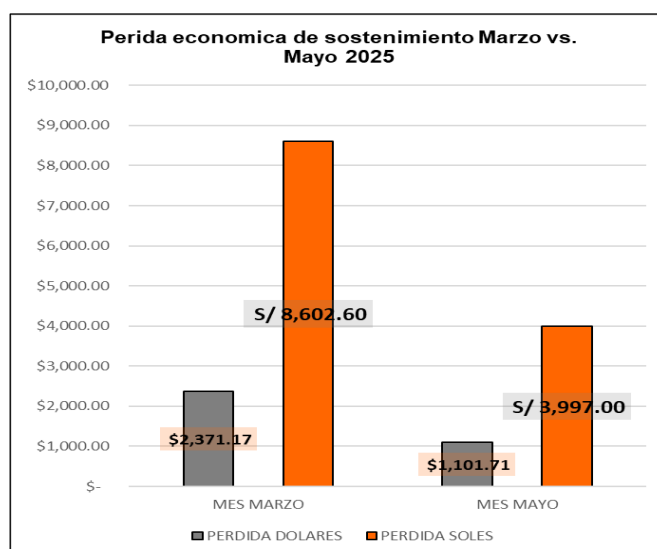
Al comparar los resultados entre los meses de marzo y mayo de 2025, la pérdida por sostenimiento disminuyó de USD 2,371.17 a USD 1,101.71, reflejando una reducción de USD 1,269.46, equivalente a S/ 4,605.60, lo que representa un ahorro del 54%. Este resultado demuestra un impacto económico positivo, derivado del control de costos y la optimización en el consumo de materiales de sostenimiento, contribuyendo a una gestión más eficiente de los recursos y al incremento de la rentabilidad operativa de la empresa.

Tabla 48 *Resumen de pérdida económica y ahorro generado,*

	MES MARZO	MES MAYO	BENEFICIO
PERDIDA DOLARES	\$ 2,371.17	\$ 1,101.71	\$ 1,269.46
PERDIDA SOLES	S/ 8,602.60	S/ 3,997.00	S/ 4,605.60

Nota. Elaboración propia.

Figura 93 *Perdida económica marzo vs. mayo 2025.*



Fuente: Elaboración propia.

B. Proyección de pérdida económica año 2025

En esta sección final del trabajo investigación se desarrolla una proyección acumulada de las pérdidas económicas simulada, con el propósito de dimensionar el impacto financiero que genera una labor sobredimensionada a lo largo del tiempo. Este análisis permite cuantificar de manera aproximada el costo adicional que asume la operación minera debido al sobregasto en sostenimiento y materiales, producto de la sobrerotura y la sobreexcavación.

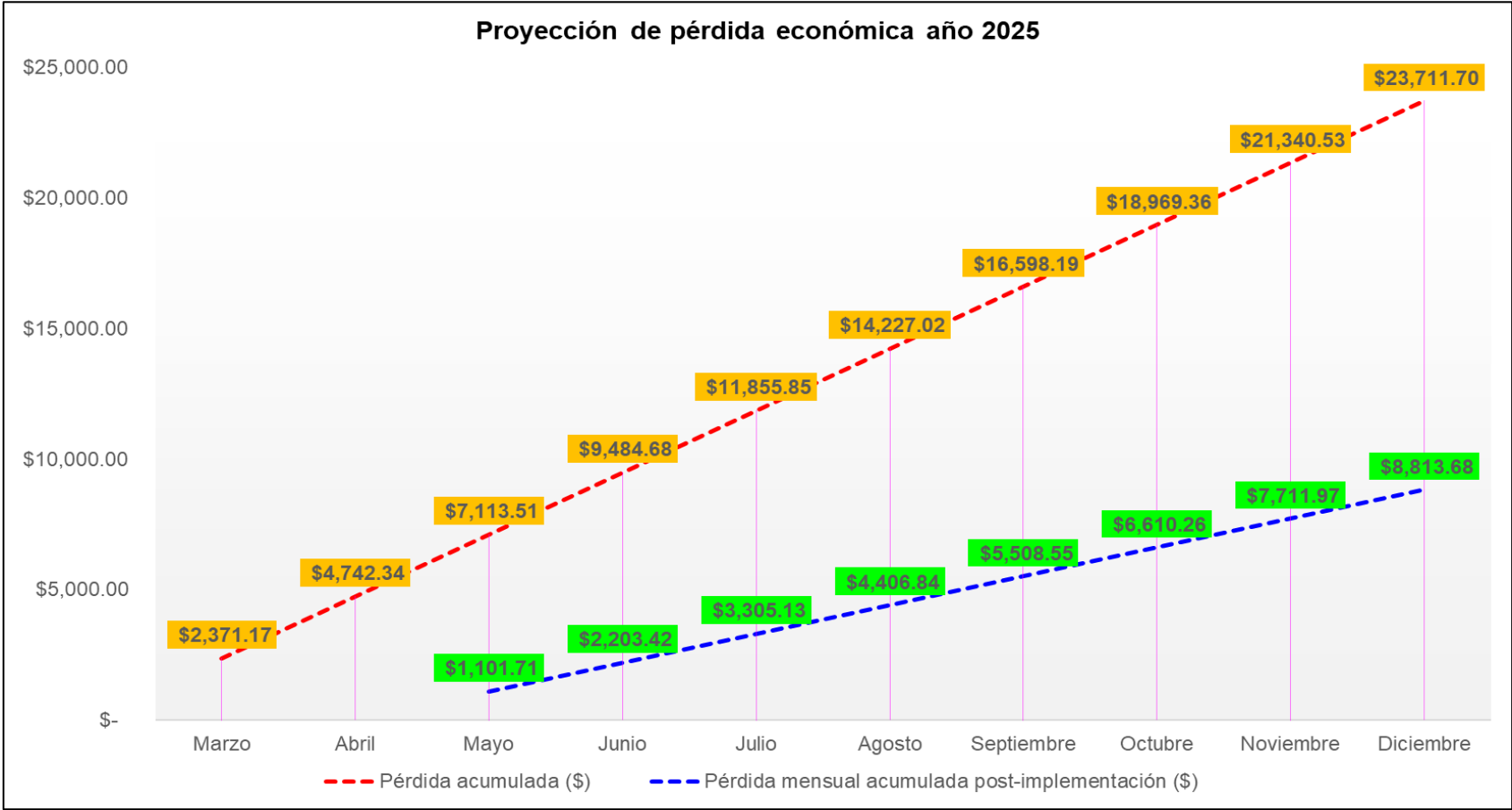
De esta forma, la proyección no solo evidencia el efecto inmediato de las pérdidas mensuales, sino también su comportamiento acumulado hasta el cierre del año, proporcionando una base sólida para la evaluación de escenarios con y sin la aplicación de medidas de optimización, como la nueva malla de perforación propuesta.

Tabla 49 *Proyección acumulada y simulada año 2025.*

Mes	Pérdida mensual sin implementación	Pérdida mensual acumulado sin implementación	Pérdida mensual post-implementación	Pérdida mensual acumulada post-implementación
Enero				
Febrero				
Marzo	\$ 2,371.17	\$ 2,371.17		
Abril	\$ 2,371.17	\$ 4,742.34		
Mayo	\$ 2,371.17	\$ 7,113.51	\$ 1,101.71	\$ 1,101.71
Junio	\$ 2,371.17	\$ 9,484.68	\$ 1,101.71	\$ 2,203.42
Julio	\$ 2,371.17	\$ 11,855.85	\$ 1,101.71	\$ 3,305.13
Agosto	\$ 2,371.17	\$ 14,227.02	\$ 1,101.71	\$ 4,406.84
Septiembre	\$ 2,371.17	\$ 16,598.19	\$ 1,101.71	\$ 5,508.55
Octubre	\$ 2,371.17	\$ 18,969.36	\$ 1,101.71	\$ 6,610.26
Noviembre	\$ 2,371.17	\$ 21,340.53	\$ 1,101.71	\$ 7,711.97
Diciembre	\$ 2,371.17	\$ 23,711.70	\$ 1,101.71	\$ 8,813.68

Nota. En la Tabla 50, se muestra una simulación de pérdida económica proyectada con la finalidad de entender el impacto que tiene al no controlar estas variables. Elaboración propia. Fuente, elaboración propia.

Figura 94 Proyección acumulada y simulada referente al año 2025.



Fuente: Elaboración propia.

4.3. Prueba de Hipótesis

Con el fin de validar la hipótesis general y las específicas, se analizó inicialmente la distribución de los datos mediante la prueba de normalidad de Shapiro–Wilk, seleccionada por ser adecuada en muestras menores a cincuenta. Este procedimiento permitió verificar el cumplimiento de los supuestos de normalidad necesarios para la aplicación de estadística paramétrica. En función de los resultados obtenidos, se estableció la pertinencia de los métodos estadísticos a emplear en el contraste de hipótesis. Finalmente, se aplicó la prueba T Student, la cual permitió confirmar la validez estadística de los datos y reforzar la confiabilidad de las conclusiones derivadas del análisis.

Hipótesis General

Como se observa en la Tabla 47, los veintiocho registros analizados fueron procesados con el software IBM SPSS Statistics 25, lo que permitió evaluar su consistencia, validez y confiabilidad, garantizando una base metodológica sólida para la interpretación estadística de los resultados.

Metodología Shapiro–Wilk:

A. Estableciendo las hipótesis estadísticas

Hipótesis nula

- H₀: La muestra analizada sigue una distribución normal

Hipótesis alternativa

- H₁: La muestra analizada no sigue una distribución normal.

B. Nivel de significancia (sig.)

La confiabilidad es 95% de probabilidad de que los resultados obtenidos a partir de la muestra representen fielmente los parámetros de la

población, mientras que el 5% restante corresponde al nivel de significancia o también denominado margen de error ($\alpha = 0.05$).

C. Aplicar prueba de normalidad (Shapiro–Wilk)

- Si $p > 0.05 \rightarrow$ los datos de ese grupo se consideran normales, no se rechaza H_0 .
- Si $p \leq 0.05 \rightarrow$ no son normales, por lo tanto, se rechaza H_0 .

D. Prueba de normalidad.

Se analizaron las muestras, producto de los monitores realizados por cada voladura ejecutada, hemos realizado la prueba de normalidad, los resultados de las pruebas se detallan en la siguiente Tabla.

Tabla 50 *Prueba de normalidad para la hipótesis general.*

Shapiro-Wilk		
Estadístico	gl	Sig.
0.95	12	0.55
0.96	16	0.63

El valor de “ α ” es de 0.55 y 0.63, superiores al nivel de significancia. Por lo tanto, se acepta la premisa de que los datos provienen de una distribución normal.

E. Decisión

Se mantiene la hipótesis nula, dado que el valor de significancia asintótica bilateral obtenido fueron, superior al nivel de error $\alpha = 0.05$. Esto indica que la variable sigue una distribución normal, permitiendo el uso de métodos paramétricos y asegurando la confiabilidad de los datos.

Método T Student:

Es un método estadístico que se utiliza para comparar la media de una muestra con la media de una población o entre dos muestras, especialmente cuando el tamaño de la muestra es pequeño y la desviación estándar poblacional es desconocida. Para la presente investigación se presentaron un total de veintiocho registros del pre test y post tes respecto al avance por disparo que se tiene en la labor C3N AC 161 – Unidad minera el Porvenir, el cálculo para esta prueba estadística se ara mediante el software SPSS Statistics²⁶ para validar la confiabilidad de nuestros datos.

A. Estableciendo las hipótesis estadísticas.

- Hipótesis nula (H₀): El monitoreo y análisis de las vibraciones generadas por las voladuras no influyen significativamente en la identificación de un diseño inadecuado de la malla de perforación y voladura en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera El Porvenir.
- Hipótesis alternativa (H₁): El monitoreo y análisis de las vibraciones generadas por las voladuras influyen significativamente en la identificación de un diseño inadecuado de la malla de perforación y voladura en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera El Porvenir.

B. Niveles de significancia.

- La confiabilidad es 95% de probabilidad de que los resultados obtenidos a partir de la muestra y un margen de error ($\alpha = 0.05$) equivalente al 5%.

C. Método estadístico aplicado.

- Prueba t de Student.

D. Aplicando prueba t de Student.

- Si $p < 0.05 \rightarrow$ Se rechaza la hipótesis nula (H₀) y se acepta hipótesis alternativa (H₁)

- Si $p \geq 0.05 \rightarrow$ No se rechaza la hipótesis nula (H_0). No hay diferencia estadísticamente significativa.

E. Aplicando prueba t de Student con el software SPSS Statistics 26.

Tabla 51 Prueba t para muestras independientes.

	t	gl	Sig. (bilateral)
Pre test	3.727	28	0.001
Pos test			

Entonces: Si $p < 0.05 \rightarrow$ Se rechaza la hipótesis nula (H_0).

F. Decisión

Según el test realizado mediante la metodología de t de Student para muestras independientes, se observa ($0.001 < 0.05$), lo que significa que para un 95% de niveles de confianza se rechazando la prueba de hipótesis nula (H_0), lo que nos confirma que el monitoreo y análisis de las vibraciones generadas por las voladuras influyen significativamente en la identificación de un diseño inadecuado de la malla de perforación y voladura en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera el Porvenir.

4.4. Discusión de resultados

- El análisis del factor de carga (kg/m) muestra que la malla de perforación y voladura estándar presenta un promedio de 58,5 kg/m, mientras que la malla ajustada alcanza un promedio de 51,8 kg/m. Esto evidencia que la malla ajustada permite un uso más eficiente y controlado del explosivo, optimizando la voladura en el cuerpo mineralizado CN3 – Unidad Minera El Porvenir. En consecuencia, los resultados confirman que el diseño de la malla influye positivamente en los indicadores de perforación y voladura.
- Muchas veces se utiliza una sola malla de perforación y voladura solo definido para el tipo de roca y más allá de eso no se contempla más factores las cuales podrían estar afectando el avance programado, la sobrerotura y sobreexcavación máxima que se puede realizar, entonces bajo ese enfoque siempre se tiene que de diseñar

una malla de perforación y voladura que se ajuste a la morfología, tipo de roca, calidad del macizo rocoso, RMR, presencia de agua etc.

- Se observó que el cumplimiento del diseño de la malla de perforación depende en gran medida de los operadores de jumbo. La ejecución de los arranques varía según la experiencia del personal y la gestión del tiempo, lo que puede generar desviaciones respecto al diseño planificado de la malla de perforación.
- La sobrerotura no controlada en una labor, genera que la superficie sea mayor en pocas palabras una labor sobredimensionada, la cual nos genera más superficie para poder realizar el sostenimiento, incrementando en consumo de materiales de sostenimiento, generando gastos innecesarios, quedemos evitar si controlamos bien la sección.
- El último disparo realizado en el proyecto labor NV. 3910(-160) - CN3 AC 161 fue el 10 de junio del 2025.

CONCLUSIONES

- Media el control y seguimiento efectivo de la velocidad pico partícula es posible reducir significativamente el daño inducido por voladura al macizo rocoso y por ende, disminuir la sobreexcavación en el frente de avance. Esta metodología actual presentada en la presente tesis no solo mejora el cumplimiento contractual, sino también que optimiza el uso de explosivos, mejor la estabilidad de las labores, y reduce significativamente los costos asociados al sostenimiento.
- El modelo matemático de Holmberg y Persson utilizado en el presente estudio para estimar la Velocidad Pico de Partícula (PPV) en mm/s, resulta altamente relevante, ya que proporciona estimaciones aproximadas con un mayor grado de precisión y confiabilidad en el análisis de vibraciones inducidas por voladuras.
- Se evidencio la falta de control con respecto a la cantidad del explosivo usado en las labores, a través de la base de datos de evidencia que se usa la misma cantidad de explosivo para todas las labores y no se realizar un estudio preliminar por cada tipo de roca en específico los que nos conlleva a causar mayor sobreexcavación.
- La reducción de la sobrerotura tiene un impacto directo en la disminución del consumo de materiales de sostenimiento. Una sección excavada con dimensiones controladas reduce las áreas expuestas, mejora la eficiencia del sostenimiento y disminuye los costos operativos asociados.
- El control y seguimiento de la Velocidad Pico de Partícula (PPV) permite mitigar de manera significativa el daño inducido por las voladuras en el macizo rocoso. Al reducir la energía transmitida hacia las zonas no deseadas, se minimiza la sobreexcavación, se mejora la estabilidad del frente de avance y se optimiza el uso de explosivos, contribuyendo directamente a la sostenibilidad operativa.

RECOMENDACIONES

- El análisis de vibraciones, mediante la evaluación de la velocidad pico de partícula (PPV), constituye un método diagnóstico eficaz para evaluar la efectividad del diseño de la malla de perforación y voladura. A través del monitoreo se pueden identificar desviaciones en parámetros como el burden, espaciamiento, carga específica y tiempos de retardo, permitiendo ajustar el diseño según las condiciones geológicas, el tipo de roca y la litología de la zona. Una correcta interpretación de estos datos facilita optimizar la eficiencia energética de la voladura, reducir la sobreexcavación y garantizar una mayor estabilidad y seguridad del macizo rocoso.
- Los resultados obtenidos confirman que existe una relación directa entre la PPV y el grado de sobrerotura. Por lo tanto, es esencial optimizar variables de diseño como el burden, espaciamiento, longitud de taladro, secuencia de iniciación y tipo de detonador, a fin de garantizar una fragmentación uniforme y una excavación con contornos controlados.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

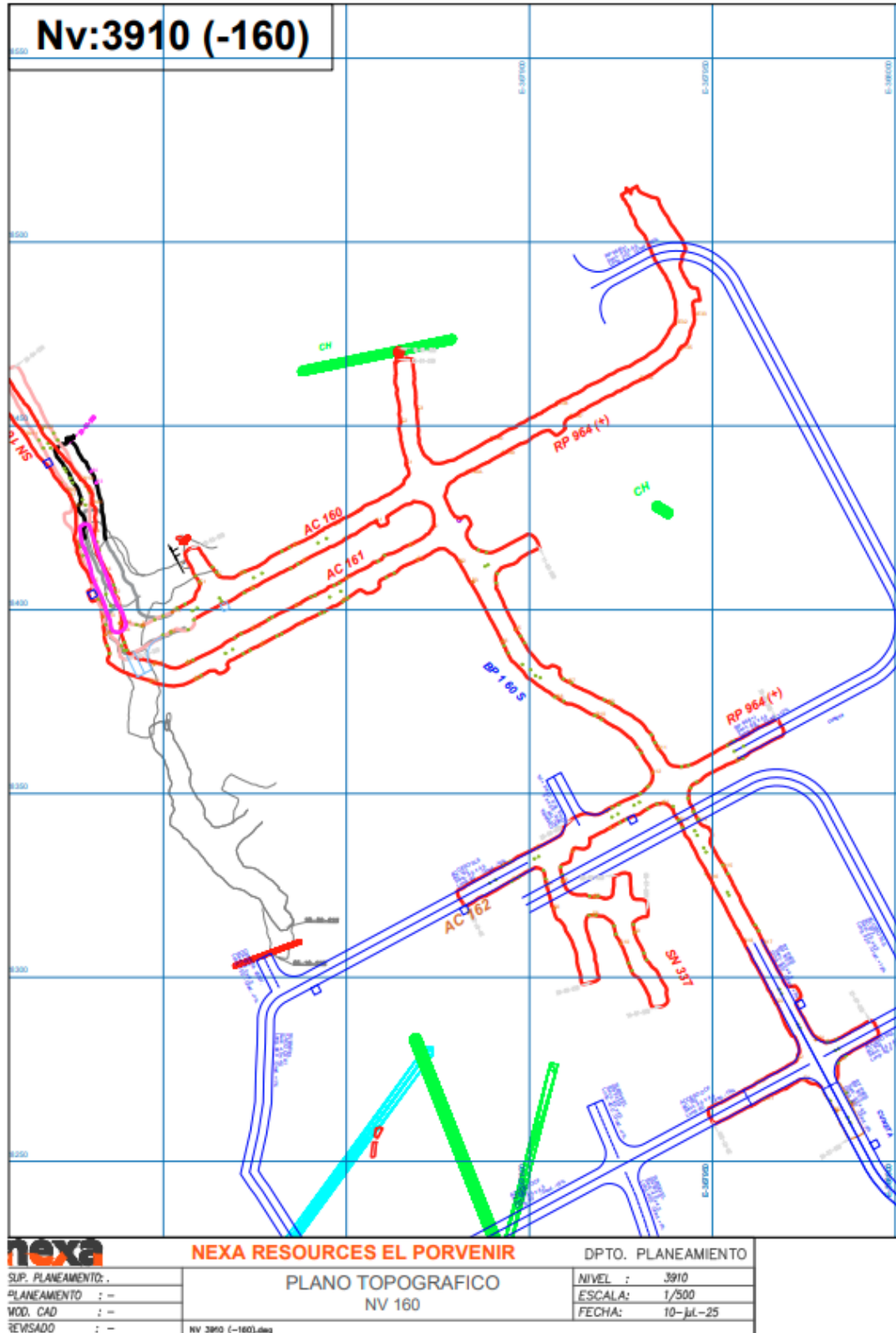
- Abolghasemifar, S. A., Ataei, M., Torabi, S. R., & Nikkhah, M. (2017). *Studying Peak Particle Velocity Due to Blast in Development Tunnels' Face in Coal Stopping*. International Journal of Mining and Geo-Engineering, 51(1), 1-6.
<https://doi.org/10.22059/ijmge.2017.241867.594698>.
- Dávila, D., & Valdivia, E. (2018). *Estilo y forma de mineralización en el Grupo Pucará MVT: Zn-Pb* (Publicación Especial N.º 14 – Resúmenes ampliados del XIX Congreso Peruano de Geología). Boletín de la Sociedad Geológica del Perú.
<https://app.ingemmet.gob.pe/biblioteca/pdf/CPG19-636.pdf>.
- Ministerio de Energía y Minas del Perú. (2017). *Decreto Supremo N.º 024-2016-EM y su modificatoria D.S. N.º 023-2017-EM – Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería*. Recuperado de <https://www.minem.gob.pe>.
- Ministerio de Energía y Minas; INGEMMET. (s.f.). *Estilos de mineralización en el Complejo Pasco* (Lib-122-75). INGEMMET.
<https://app.ingemmet.gob.pe/biblioteca/pdf/Lib-122-75.pdf>
- Peria Llera, J. M., Pla Ortiz de Urbina, F., López Jimeno, C., & López Jimeno, E. (2010). *Manual de perforación y voladura de rocas [PDF]*. Instituto Geológico y Minero de España. <https://www.igme.es>.
- Rodríguez Mejía, R., Cueva Tintaya, E., & Carlotto Caillaux, V. (2011). *Geología del cuadrángulo de Cerro de Pasco, hoja 22-k, escala 1:50 000* (Boletín Serie A: Carta Geológica Nacional, núm. 144). Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico (INGEMMET).
<https://hdl.handle.net/20.500.12544/106>

ANEXOS

Instrumentos de Recolección de Datos

Anexo 1

Plano topográfico de labor CN3 AC 161.



Anexo 4

Certificado de Calibración – Sismógrafo marca InstanTEL Micromate.



CERTIFICADO DE VERIFICACIÓN 2025-LAB-CC-0327

CLIENTE	
NOMBRE	COMIPRO SAC
RUC	20518792874
DIRECCIÓN	JR. JUAN LUNA PIZARRO NRO 44 URB TEJADA ALTA LIMA-LIMA - BARRANCO
INSTRUMENTO	
TIPO	SISMOGRÁFO
MARCA	INSTANTEL
MODELO	MICROMATE SYSTEM (ISEE)
RANGO	2 – 250 Hz
N° SERIE	UM6701
FECHA DE TEST	27/03/2025

INSTRUMENTOS UTILIZADOS EN EL TEST

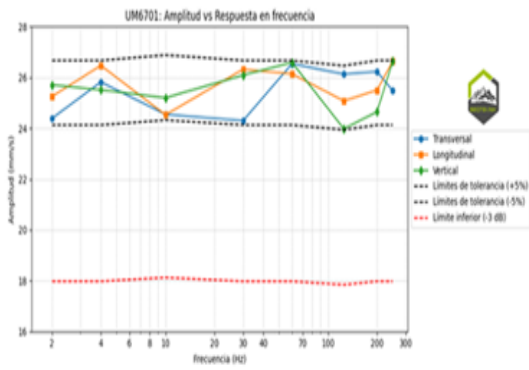
Generador de Funciones Digitales: S/N 513F18120
Caja de sustitución de resistencias RS-200: S/N D2-06192479
Multímetro Digital: S/N 13-DM90-0000896

RESULTADOS DE TEST

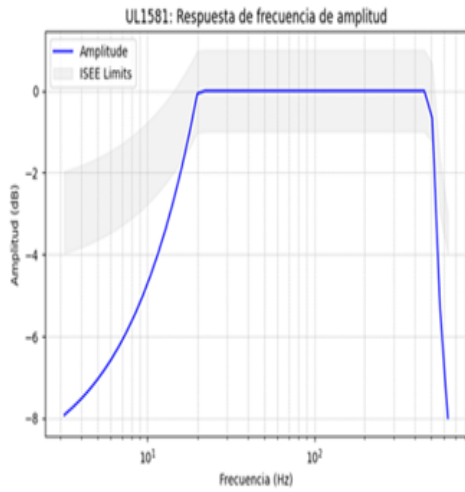
1. RESULTADOS TABULARES DE AMPLITUD

Frecuencia Hertz (Hz)	Señal de referencia de Amplitud (mm/s)	Respuesta de amplitud			Pass/Fail
		Transversal (mm/s)	Longitudinal (mm/s)	Vertical (mm/s)	
2	25.4	24.39	25.25	25.71	Pass
4	25.4	25.82	26.47	25.51	Pass
10	25.6	24.55	24.53	25.20	Pass
30	25.4	24.30	26.32	26.09	Pass
60	25.4	26.54	26.14	26.59	Pass
125	25.2	26.13	25.08	23.98	Pass
200	25.4	26.23	25.50	24.65	Pass
250	25.4	25.48	26.64	26.64	Pass

Ca. Francisco de Zela 2514, Lince - Lima – PERU
Teléfono: (511) 762-9161
Email: ventas@geoteknik.com.pe
www.geoteknik.com.pe



2. RESULTADOS DE TEST DE MICRÓFONO



Ca. Francisco de Zela 2514, Lince - Lima - PERU
 Teléfono: (511) 762-9161
 Email: ventas@geoteknik.com.pe
www.geoteknik.com.pe



Se concluye que la Sismógrafo MicroMate System (ISEE) con número de serie UM6701 y el micrófono MicroMate Linear Mic (2-250 Hz) con número de serie UL1581 se encuentran dentro de la tolerancia que proporciona el fabricante.



Ca. Francisco de Zela 2514, Lince - Lima - PERU
 Teléfono: (511) 762-9161
 Email: ventas@geoteknik.com.pe
www.geoteknik.com.pe

Anexo 5

Propuesta de nueva malla de perforación y voladura sección 4.5m x 4.5m, Longitud de perforación 13 pies.

	FORMATO	CODIGO:	
	MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA AJUSTADA (USANDO PULSAR, MAGNAFRAC Y ANFO AMEX)	VERSION: 01	
	ROCA TIPO IIIA - BARRA 13 PIES - SECCIÓN 4.5m x 4.5m - LABOR EN POSITIVO EE IESA SA	PAGINA: 01 de 01	
SEDE / PROYECTO: LIM. EL PORVENIR		REVISIÓN: 1	

<table border="1" style="width:100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <th>Tipo de Roca</th> <th>RMR</th> <th>Calidad</th> </tr> <tr> <td>IIIA</td> <td>54</td> <td>Regular - A</td> </tr> </table>	Tipo de Roca	RMR	Calidad	IIIA	54	Regular - A	<table border="1" style="width:100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <th>Volumen roto m³</th> </tr> <tr> <td style="text-align: center;">70.88</td> </tr> </table>	Volumen roto m ³	70.88																													
Tipo de Roca	RMR	Calidad																																				
IIIA	54	Regular - A																																				
Volumen roto m ³																																						
70.88																																						
<table border="1" style="width:100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <th colspan="3">PERFORACIÓN</th> </tr> <tr> <td>EQUIPO :</td> <td>JUMBO</td> <td></td> </tr> <tr> <td>SECCIÓN :</td> <td>4.50 m</td> <td>4.50 m</td> </tr> <tr> <td>RADIO DE BOVEDA:</td> <td>1 m</td> <td></td> </tr> <tr> <td>NRO DE TAL. PERF. 45mm :</td> <td>49</td> <td></td> </tr> <tr> <td>NRO DE TAL. RIMADO:</td> <td>4</td> <td></td> </tr> <tr> <td>NRO DE TAL. CARGADOS :</td> <td>47</td> <td></td> </tr> <tr> <td>NRO DE TAL DE ALIVIO :</td> <td>2</td> <td></td> </tr> <tr> <td>LONGITUD DE BARRA DE PERFORACIÓN (13 Pies) :</td> <td>4.0 m</td> <td></td> </tr> <tr> <td>PERF. EFECTIVA TAL 45mm (90%) :</td> <td>3.8 m</td> <td></td> </tr> <tr> <td>EFICACIA DE VOLADURA :</td> <td>3.6</td> <td></td> </tr> <tr> <td>METROS PERF. TAL. 45mm :</td> <td>192.0</td> <td></td> </tr> </table>			PERFORACIÓN			EQUIPO :	JUMBO		SECCIÓN :	4.50 m	4.50 m	RADIO DE BOVEDA:	1 m		NRO DE TAL. PERF. 45mm :	49		NRO DE TAL. RIMADO:	4		NRO DE TAL. CARGADOS :	47		NRO DE TAL DE ALIVIO :	2		LONGITUD DE BARRA DE PERFORACIÓN (13 Pies) :	4.0 m		PERF. EFECTIVA TAL 45mm (90%) :	3.8 m		EFICACIA DE VOLADURA :	3.6		METROS PERF. TAL. 45mm :	192.0	
PERFORACIÓN																																						
EQUIPO :	JUMBO																																					
SECCIÓN :	4.50 m	4.50 m																																				
RADIO DE BOVEDA:	1 m																																					
NRO DE TAL. PERF. 45mm :	49																																					
NRO DE TAL. RIMADO:	4																																					
NRO DE TAL. CARGADOS :	47																																					
NRO DE TAL DE ALIVIO :	2																																					
LONGITUD DE BARRA DE PERFORACIÓN (13 Pies) :	4.0 m																																					
PERF. EFECTIVA TAL 45mm (90%) :	3.8 m																																					
EFICACIA DE VOLADURA :	3.6																																					
METROS PERF. TAL. 45mm :	192.0																																					
<table border="1" style="width:100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <th colspan="3">RENDIMIENTOS</th> </tr> <tr> <td>AVANCE POR DISPARO :</td> <td>3.6 m</td> <td></td> </tr> <tr> <td>KILOGRAMOS DE EXPLOSIVOS USADO :</td> <td>178 Kg</td> <td></td> </tr> <tr> <td>FACTOR DE CARGA (Kg/m³) :</td> <td style="background-color: yellow;">49.8 Kg/m³</td> <td></td> </tr> <tr> <td>FACTOR DE CARGA (Kg/m³) :</td> <td>2.5 Kg/m³</td> <td></td> </tr> <tr> <td>FACTOR DE PORTENCIA (Kg/Ton) :</td> <td>0.74 Kg/Ton</td> <td></td> </tr> <tr> <td>FACTOR DE PERFORANCIA (m Perf./m Avance) :</td> <td>53.68 m Perf./m Avance</td> <td></td> </tr> <tr> <td>PESO ESPECIFICO MINERAL (Ton/m³) :</td> <td>3.4 Ton/m³</td> <td></td> </tr> <tr> <td>PESO ESPECIFICO DESMONTÉ (Ton/m³) :</td> <td>2.8 Ton/m³</td> <td></td> </tr> </table>			RENDIMIENTOS			AVANCE POR DISPARO :	3.6 m		KILOGRAMOS DE EXPLOSIVOS USADO :	178 Kg		FACTOR DE CARGA (Kg/m ³) :	49.8 Kg/m ³		FACTOR DE CARGA (Kg/m ³) :	2.5 Kg/m ³		FACTOR DE PORTENCIA (Kg/Ton) :	0.74 Kg/Ton		FACTOR DE PERFORANCIA (m Perf./m Avance) :	53.68 m Perf./m Avance		PESO ESPECIFICO MINERAL (Ton/m ³) :	3.4 Ton/m ³		PESO ESPECIFICO DESMONTÉ (Ton/m ³) :	2.8 Ton/m ³										
RENDIMIENTOS																																						
AVANCE POR DISPARO :	3.6 m																																					
KILOGRAMOS DE EXPLOSIVOS USADO :	178 Kg																																					
FACTOR DE CARGA (Kg/m ³) :	49.8 Kg/m ³																																					
FACTOR DE CARGA (Kg/m ³) :	2.5 Kg/m ³																																					
FACTOR DE PORTENCIA (Kg/Ton) :	0.74 Kg/Ton																																					
FACTOR DE PERFORANCIA (m Perf./m Avance) :	53.68 m Perf./m Avance																																					
PESO ESPECIFICO MINERAL (Ton/m ³) :	3.4 Ton/m ³																																					
PESO ESPECIFICO DESMONTÉ (Ton/m ³) :	2.8 Ton/m ³																																					
<table border="1" style="width:100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <th colspan="3">ACCESORIOS DE VOLADURA</th> </tr> <tr> <td>EXSANEL :</td> <td>45 Pza</td> <td></td> </tr> <tr> <td>CORDON DETONANTE :</td> <td>65 m</td> <td></td> </tr> <tr> <td>MECHA LENTA :</td> <td>7 Pies</td> <td></td> </tr> <tr> <td>MECHA RAPIDA :</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>TACOS DE ARCILLA :</td> <td>40 Und</td> <td></td> </tr> <tr> <td>TUBOS DE PVC (1 1/2 x 4.0m) :</td> <td>8 Und</td> <td></td> </tr> </table>			ACCESORIOS DE VOLADURA			EXSANEL :	45 Pza		CORDON DETONANTE :	65 m		MECHA LENTA :	7 Pies		MECHA RAPIDA :			TACOS DE ARCILLA :	40 Und		TUBOS DE PVC (1 1/2 x 4.0m) :	8 Und																
ACCESORIOS DE VOLADURA																																						
EXSANEL :	45 Pza																																					
CORDON DETONANTE :	65 m																																					
MECHA LENTA :	7 Pies																																					
MECHA RAPIDA :																																						
TACOS DE ARCILLA :	40 Und																																					
TUBOS DE PVC (1 1/2 x 4.0m) :	8 Und																																					

DESCRIPCION	N° Tal	CARTUCHOS POR TALADRO								ACCESORIOS
		Senatel Pulsar 1.1/4" x 12"		E 80 1.1/4" x 12"		Senatel Magnafrac 1.1/4" x 12"		ANFO		
		Cart/Tal	Total/Tal	Cart/Tal	Total/Tal	Cart/Tal	Total/Tal	Kg/Tal	Total	
Alivio (Corona y Astiales)	2									
Alivio (Rimados)	4									
Arranque	1	1	1	0	0	0	0	4.5	4.5	1 MS
Tercera Ayuda	4	1	4	0	0	0	0	4.5	17.8	5 MS, SMS, BMS, TMS
2da Ayuda	4	1	4	0	0	0	0	4.5	17.8	LP 2, LP 3
3da Ayuda	4	1	4	0	0	0	0	4.2	16.8	LP 4, LP 5
Cuadrador	4	1	4	0	0	0	0	4.2	16.8	LP 6
Ayuda de Astial	4	1	4	0	0	0	0	3.9	15.8	LP 7
Destroce	4	1	4	0	0	0	0	3.9	15.8	LP 8
Ayuda de corona	3	1	3	0	0	0	0	3.8	11.5	LP 9
Hastial I	3	1	3	0	0	0	0	3.4	10.3	LP 10
Hastial II	3	1	3	0	0	0	0	3.4	10.3	LP 10
Corona	7	1	7	0	0	6	42	0	0.0	LP 11, LP 12
Arrastre	6	11	86	0	0	0	0	0	0.0	LP 13, LP 14
TALADROS PERFORADOS	53									
TALADROS CARGADOS	47	Total cart:	107	Total cart:	0	Total cart:	42	Total cart:	137	
KILOGRAMOS DE EXPLOSIVO	177.9	29.7		0.00	KG	10.9	KG	137.28	KG	

Anexo 6

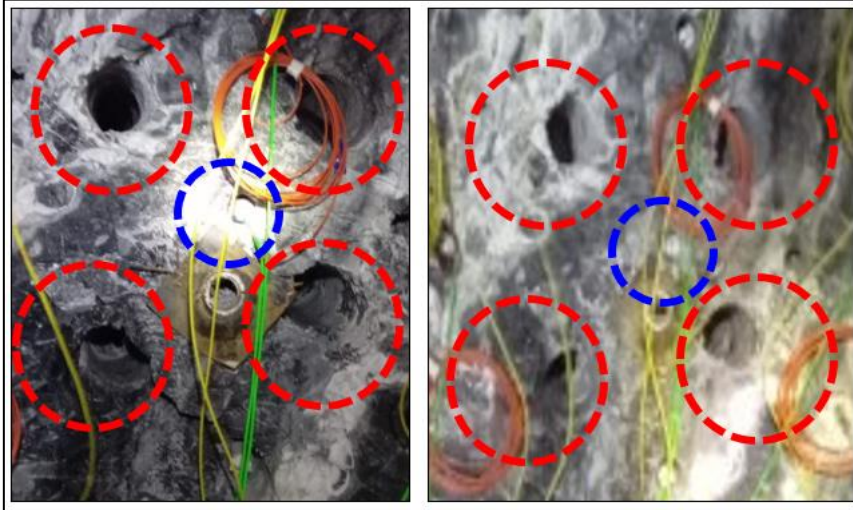
MATRIZ DE CONSISTENCIA

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPOTESIS	VARIABLES	METODOLOGÍA	POBLACIÓN
<i>Problema General</i>	<i>Objetivo General</i>	<i>Hipótesis general</i>			<i>Población</i>
¿Cómo afecta la falta de monitoreos y análisis adecuados de las vibraciones por voladuras respecto de la sobrerotura, al daño del macizo rocoso y a los costos de sostenimiento en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera El Porvenir?	Implementar un correcto monitoreo y análisis de vibraciones para controlar el impacto de las voladuras y reducir el porcentaje de sobrerotura, minimizar el daño al macizo rocoso y optimizar los costos de sostenimiento en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera el Porvenir.	El monitoreo y análisis de las vibraciones generadas por las voladuras influyen significativamente en la identificación de un diseño inadecuado de la malla de perforación y voladura en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera El Porvenir.	<i>Independiente:</i> Burden y espaciamiento Explosivo utilizado	<i>Enfoque de Investigación:</i> Aplicado. <i>Tipo de Investigación:</i>	Comprende La labor de preparación del cuerpo, veta CN3, zona alta – intermedia.
<i>Problema Especifico</i>	<i>Objetivo Especifico</i>	<i>Hipótesis Especifico</i>	<i>Dependiente:</i>	Cuantitativo.	<i>Muestra</i>
¿De qué manera los niveles de vibraciones influyen en la sobrerotura y la perturbación del macizo rocoso en la Carmen Norte 3 – Unidad Minera el Porvenir?	Evaluar el efecto de las vibraciones generadas por las voladuras en la sobrerotura y en la estabilidad del macizo rocoso en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera El Porvenir.	La falta de control de una voladura influye directamente en el incremento de la sobrerotura y sobreexcavación en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera El Porvenir.	Porcentaje de Sobrerotura y sobreexcavación	<i>Nivel de Investigación:</i>	<i>Está compuesta por:</i> CN3 – AC 161.
¿Cómo impacta una labor sobredimensionada en los costos de sostenimiento en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera el Porvenir?	Determinar el impacto de una labor sobredimensionada en los costos de sostenimiento en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera el Porvenir.	La sobrerotura generada por un diseño ineficiente de malla de perforación y voladura incrementa significativamente los costos de sostenimiento en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera El Porvenir.	Radios de daño Vibraciones generadas	Descriptivo y correlacional	
¿Qué mejoras en el diseño de la malla de perforación y voladura permitirían reducir el porcentaje de sobrerotura, sobreexcavación y los costos de sostenimiento en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera el Porvenir?	Proponer un nuevo diseño de la malla de perforación y voladura que permita reducir y minimizar el porcentaje de sobrerotura, sobreexcavación y optimizar los costos de sostenimiento en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera el Porvenir.	La propuesta de un nuevo diseño de malla de perforación y voladura ajustada, permitirá, minimizar el porcentaje sobrerotura, sobreexcavación y disminuir los costos de sostenimiento en la Veta Carmen Norte 3 – Unidad Minera El Porvenir.	Costos de sostenimiento. <i>Interviniente:</i> Diseño de una nueva malla de perforación y voladura.	<i>Diseño de la Investigación:</i> Cuasi-experimental.	

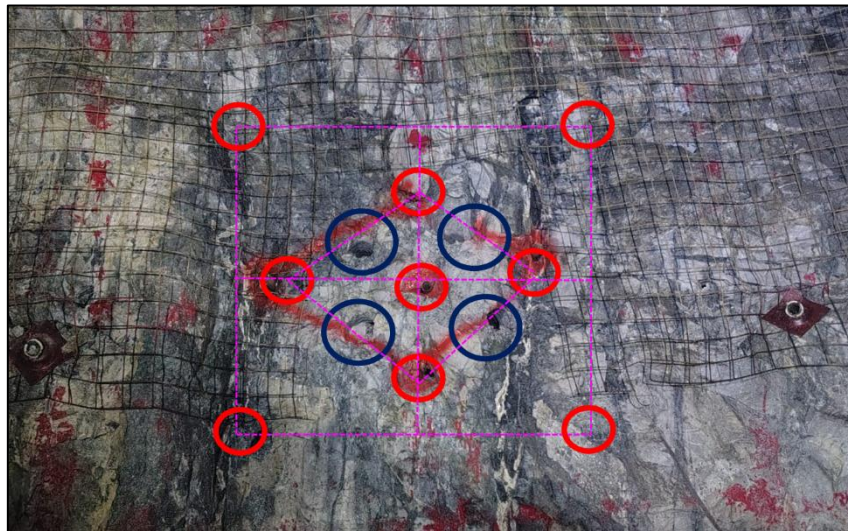
Anexo 7

Fotografías,

Perforación de arranque según diseño propuesto.



Mejora en el pintado de malla de perforación y voladura ajustada- arranque según tipo de roca IIIA.



Armado de las cañas para controlar la corona de la labor.



Adquisición del equipo sismógrafo y geófono.



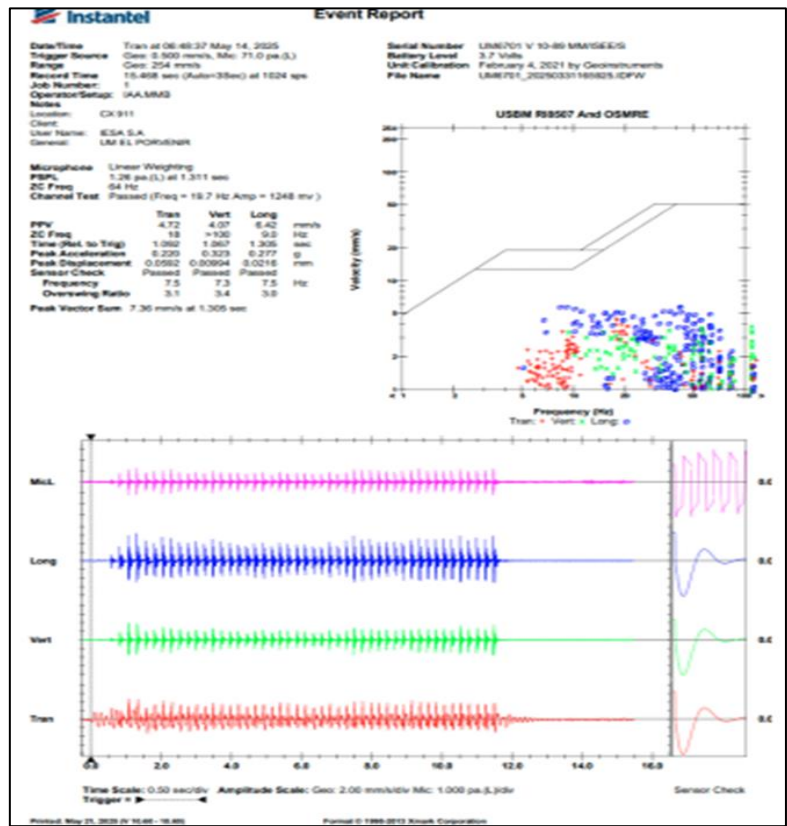
Instalación de sismógrafo y geófono en interior mina.



Procesamiento de los datos recolectados -Software Blastware v.10.



Reporte sismógrafo – Velocidad Pico Partícula, nueva malla perforación y voladura ajustada.



Sección de labor CN3 AC 161, más controlada con nuevo diseño de malla de perforación propuesto.

