

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y
CIVIL**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS:

**“Diseño de malla de perforación y voladura aplicando el
modelo matemático de Pearse y Konya para reducir la sobre
rotura en el CX 113 SE - Unidad Minera Morococha, 2025”**

Para optar el título profesional de:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

Bach. Rik Reder SULCA MARTINEZ

ASESOR:

Msc. Ing. Carlos Alberto QUISPE HUAROTO

AYACUCHO - PERÚ

2026

DEDICATORIA

A mis padres Carmen y Amador por haberme formado como la persona que soy actualmente, muchos de mis logros se los debo a ustedes en especial este presente investigación. Me formaron con valores y con algunas libertades, pero al final de todo, me apoyaron constantemente para alcanzar mis objetivos.

A mi amada Delsy por su apoyo incondicional e inquebrantable, has estado conmigo incluso en los momentos más turbulentos, gracias por ser el pilar y soporte durante la realización de este proyecto, ser el impulso para seguir creciendo como profesional.

AGRADECIMIENTO

En primer lugar, a nuestro creador, por guiarme y darme salud para seguir adelante con mi crecimiento profesional.

Mi más sincero agradecimiento a la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, mi alma mater. A la Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil, y en especial a mi amada Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, y su plana docente, quienes me inculcaron todo el conocimiento, una educación de excelencia a lo largo de mi carrera para poder desenvolverme como profesional en el mundo minero.

A mi asesor del presente trabajo de investigación Msc. Ing. Efraín César Alarcón Medina, Carlos Alberto Quispe Huaroto por el apoyo, compromiso y orientación constante durante el desarrollo de la presente investigación.

A la empresa GMI S.A.C. Unidad Minera Morococha por darme la oportunidad de crecer y desarrollarme en el mundo de la minería.

RESUMEN

La perforación y voladura constituye una de las operaciones de mayor importancia en la actividad minera, debido a que representa aproximadamente el 40 % de los costos asociados al proceso de minado y explotación. Cuando la sobrerotura supera el 10 %, se incrementa el volumen de material extraído fuera del perfil proyectado y se deterioran las condiciones de estabilidad de la excavación. Esta situación ocasiona costos adicionales en el sostenimiento, la limpieza de la labor y el acarreo del material fragmentado; además, prolonga la duración del ciclo de avance y aumenta el riesgo de accidentes por el desprendimiento de rocas sueltas. En este contexto, resulta fundamental que las empresas especializadas presten servicios de calidad y cumplan los estándares operacionales establecidos por el titular de la unidad minera.

En las labores de desarrollo y preparación de la Unidad Minera Morococha se registraron porcentajes de sobrerotura superiores al 10 %, los cuales alcanzaron hasta el 18 % durante marzo de 2025. Estos resultados ocasionaron la aplicación de penalidades a la empresa contratista Gestión Minera Integral S.A.C. (GMI S.A.C.), debido al incumplimiento de los criterios de calidad requeridos para las excavaciones. Frente a esta problemática, la investigación tuvo como propósito optimizar el diseño de la malla de perforación y voladura, reducir la cantidad de taladros y disminuir el factor de carga, a fin de controlar el porcentaje de sobrerotura en las labores de desarrollo y preparación. El estudio se desarrolló específicamente en el CX 113 SE, ubicado en el nivel 4025 de la zona Codiciada, correspondiente a la veta Piritosa.

Palabras clave: perforación y voladura, explosivos, accesorios de voladura, avance lineal, factor de carga y sobrerotura.

ABSTRACT

The drilling and blasting process in the mining industry is one of the most important operations, as it accounts for approximately 40% of the total costs of the mining and extraction process. Likewise, blasting with more than 10% overbreak produces a greater extraction volume and generates greater instability in the working area, leading to additional costs in ground support, workplace cleaning, and haulage of the blasted material. It also increases the time required for the advance cycle and, above all, raises the risk of accidents due to falling loose rocks. One of the main factors in today's mining industry is that specialized companies provide quality services, meaning they comply with the standards required by the mining company owner.

At the Morococha mining unit, overbreak problems have been occurring in development and preparation workings, reaching values greater than 10% and up to 18% in March 2025. These reports have led to penalties being imposed on the mining contractor Gestion Minera Integral S.A.C. (GMI S.A.C.) for failing to deliver quality workings. For this reason, the purpose of this research is to improve the drilling pattern, reduce the number of drill holes, decrease the powder factor, and consequently reduce the percentage of overbreak in the various development and preparation workings, specifically in CX 113 SE, at level 4025 of the Codiciada zone (Pyritic Vein).

Keywords: Explosives, Blasting Accessories, Linear Advance, Powder Factor

ÍNDICE

DEDICATORIA.....	i
AGRADECIMIENTO.....	ii
RESUMEN.....	iii
ABSTRACT	iv
ÍNDICE	v
LISTA DE FIGURAS	xv
LISTA DE TABLAS.....	xvii
LISTA DE ANEXO	xix
INTRODUCCIÓN.....	xx
CAPÍTULO I.....	1
I. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1 Descripción de la realidad problemática.....	1
1.2 Formulación del problema.....	4
1.2.1 Formulación del problema general.....	4
1.2.2 Formulación del problema específico	4
1.3 Objetivos de la investigación.....	5
1.3.1 Objetivo general	5
1.3.2 Objetivos específicos.....	5
1.4 Justificación e importancia de la investigación	5
1.4.1 Justificación.....	5
1.4.2 Importancia.....	7
1.5 Alcances y limitaciones de la investigación	7
1.5.1 Alcances	7

1.5.2 Limitaciones	8
CAPÍTULO II.....	9
II. MARCO TEÓRICO.....	9
2.1 Antecedentes de la investigación.....	9
2.1.1 Antecedentes internacionales	9
2.1.2 Antecedentes nacionales.....	11
2.1.3 Antecedentes locales	14
2.2 Bases teóricas.....	16
2.2.1 Minería subterránea	16
2.2.1.1 Partes de una mina subterránea... ¡Error! Marcador no definido.	
2.2.2 Operaciones mineras	18
2.2.3 Ciclo de Minado	19
2.2.3.1 Perforación.....	19
2.2.3.2 Carguío y Voladura.....	20
2.2.3.3 Ventilación de Minas	21
2.2.3.4 Limpieza	22
2.2.3.5 Desate de rocas sueltas	23
2.2.3.6 Sostenimiento	23
2.2.4 Perforación y voladura	24
2.2.4.1 Acciones básicas en la perforación.....	25
2.2.4.2 Accesorios de perforación.	27
2.2.4.2.1 Características de diseño.....	28

2.2.5	Diseño de malla de Perforación en minería subterránea	29
2.2.6	Tipos de perforación.....	30
2.2.6.1	Sistema de perforación por percusión.....	30
2.2.6.2	Perforación neumática	30
2.2.6.3	Perforadoras con martillo en cabeza.....	31
2.2.6.4	Perforadoras con martillo en fondo	31
2.2.6.5	Sistema de perforación a rotación.....	31
2.2.7	Errores y Defectos en la perforación ¡Error! Marcador no definido.	
2.2.8	Diseño de arranques en minería subterránea	35
2.2.8.1	Formación de la cavidad de un frente	36
2.2.8.1.1	Corte en pirámide (center cut)	37
2.2.8.1.2	Corte en cuña o en "v" (wedge cut)	37
2.2.8.1.3	Corte en cuña de arrastre (drag o draw cut).....	38
2.2.8.1.4	Corte en abanicos (fan cut)	38
2.2.8.1.5	Corte combinado de cuña y abanico	39
2.2.8.1.6	Corte quemado (burn cut).....	39
2.2.8.2	Distribución y denominación de taladros.	40
2.2.8.2.1	Arranque o cueles	40
2.2.8.2.2	Ayudas	41
2.2.8.2.3	Cuadradores	41
2.2.8.2.4	Arrastre o pisos	41
2.2.8.2.5	Corona.....	41

2.2.9	Modelo Matemático de Pearse	42
2.2.9.1	Burden (B)	43
2.2.9.2	Espaciamiento (E).....	44
2.2.9.3	Taco (T)	45
2.2.10	Voladura.....	45
2.2.10.1	Voladura en frentes de avance	46
2.2.10.2	Voladura en Breasting	46
2.2.10.3	Voladura Controlada.....	47
2.2.10.3.1	Tipos de Voladura controlada en minas subterráneas	48
2.2.11	Explosivos.....	48
2.2.11.1	Tipos:	49
2.2.11.2	Agentes y Accesorios de voladura que se utiliza en la Unidad Minera de Morococha.	¡Error! Marcador no definido.
2.2.12	Macizo rocoso.....	53
2.2.12.1	Caracterización del macizo rocoso	54
2.2.12.2	Clasificación Geomecánica del macizo rocoso	54
2.2.12.2.1	Sistema RMR.....	55
2.2.12.2.2	Índice GSI (Índice de Resistencia Geológica).....	55
2.2.12.2.3	Sistema Q de Barton	56
2.3	Generalidades de la unidad minera	57
2.3.1	Ubicación de la mina	57
2.3.2	Accesibilidad a la Unidad Minera	58

2.3.2.1	Fisiografía	59
2.3.2.2	Geomorfología	59
2.3.2.3	Clima.....	59
2.3.3	Historia de la mina	60
2.3.4	Geología Regional	61
2.3.5	Estratigrafía	63
2.3.5.1	Grupo Excelsior (Silúrico – Devónico)	64
2.3.5.2	Grupo Mitu (Pérmico)	65
2.3.5.3	Grupo Pucará (Triásico – Jurásico)	65
2.3.5.4	Grupo Goyllarisquizga (Cretáceo Inferior)	66
2.3.5.5	Grupo Machay	66
2.3.5.6	Rocas Intrusivas (Terciario)	67
2.3.6	Geología local.....	67
2.3.7	Geología Estructural.....	69
2.3.7.1	Plegamiento	69
2.3.7.2	Fracturamiento	70
2.3.8	Geología Económica	71
2.3.8.1	Tipos de estructuras mineralizadas	72
2.3.8.2	Zonas y estructuras mineralizadas en actual explotación	73
2.3.8.3	Mineralogía.....	74
2.3.9	Método de Explotación de la UM Morococha	77
2.3.9.1	Taladros largos por Sub Niveles (Sub level Stopping).....	78

2.3.9.2	Corte y relleno ascendente mecanizado.....	80
2.3.9.3	Cámaras y pilares con corte y relleno ascendente mecanizado ..	83
2.4	Definición de términos.....	86
CAPÍTULO III		91
III. MATERIALES Y MÉTODOS		91
3.1	METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION	91
3.1.1	Tipo de investigación	91
3.1.2	Nivel de investigación	91
3.1.3	Diseño de la investigación.....	92
3.2	Población y muestra.....	93
3.2.1	Población	93
3.2.2	Muestra.....	93
3.3	Formulación de la hipótesis	94
3.3.1	Hipótesis general	94
3.3.2	Hipótesis específico.....	94
3.4	Variables e indicadores	94
3.5	Técnicas e instrumentos de recolección de datos	96
3.5.1	Técnica de recolección de datos	96
3.5.2	Instrumentos de la recolección de datos; Error! Marcador no definido.	
3.6	Técnicas de procesamiento y análisis de datos	97
3.6.1	Procesamiento estadístico y numérico	97

3.6.2	Simulación y modelación computacional avanzada.....	98
3.6.3	Procedimiento para la prueba de hipótesis	98
CAPÍTULO IV		100
IV. RESULTADO Y DISCUSIÓN.....		100
4.1	Diseño de la malla de perforación del CX 113 se.....	100
4.1.1	Perforación y voladura del CX 113 SE antes del nuevo diseño	100
4.1.1.1	Perforación.....	100
4.1.1.2	Voladura	102
4.1.2	Cálculo de Indicadores de Perforación y Voladura.....	103
4.1.2.1	Volumen por disparo	103
4.1.2.2	Toneladas por disparo.....	104
4.1.2.3	Cálculo del Factor de Carga	104
4.1.2.4	Factor de Potencia.....	105
4.1.2.5	Factor de Energía.....	105
4.1.2.6	Energía liberada de las emulsiones en el disparo	105
4.1.2.7	Factor de energía total	105
4.1.2.8	Eficiencia de la voladura o eficiencia de disparo	105
4.1.2.9	Causas que retrasan las operaciones unitarias	106
4.1.2.10	Medida de control y plan de acción.....	111
4.2	Diseño de nueva malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya	112
4.2.1	Cálculo de Burden mediante el modelo matemático de Pearse.....	112

4.2.1.1	Cálculo del área del CX 113 SE	114
4.2.1.2	Cálculo del perímetro del CX 113 SE	114
4.2.1.3	Cálculo del pre dimensionamiento del número de taladros.....	114
4.2.1.4	Pre dimensionamiento de la cantidad de explosivo en Kg	116
4.2.1.5	Cálculo del diámetro equivalente	116
4.2.1.6	Cálculo de la longitud teórica que podemos alcanzar en función al diámetro equivalente	116
4.2.1.7	Cálculo de longitud de perforación efectiva en campo por el Jumbo (H')	117
4.2.1.8	Verificación de condición.....	117
4.2.1.9	Cálculo del burden máximo del arranque bajo el criterio de PEARSE	117
4.2.1.10	Cálculo de la Presión de Detonación (PD)	119
4.2.1.11	Cálculos Geomecánicos y de Voladura	120
4.2.1.12	Cálculos del Burden utilizando la ecuación de PEARSE:.....	120
4.2.2	Distribución de explosivos por tipo de taladro – nuevo diseño de malla de perforación y voladura.....	123
4.2.3	Cálculo de Indicadores de Perforación y Voladura.....	124
4.2.3.1	Volumen por disparo	124
4.2.3.2	Toneladas por disparo.....	125
4.2.3.3	Cálculo del Factor de Carga	125
4.2.4	Análisis de los Indicadores con respecto a la malla anterior.....	127

4.2.5	Cuadro comparativo entre diseño de malla anterior con nuevo diseño (modelo matemático de Pearse y Konya).....	132
4.2	Simulación de sobre rotura y grado de fragmentación de la nueva malla de perforación y voladura mediante la aplicación del JK SIMBLAST	133
4.3	Análisis descriptivo.....	136
4.3.1	Prueba de normalidad de los datos	141
4.4	Contrastación de la hipótesis	142
4.4.1	Hipótesis específica 1	142
	Planteamiento	142
	Verificación de supuestos.....	142
	Interpretación:	143
4.4.2	Hipótesis específica 2	143
	Planteamiento	143
	Verificación de supuestos.....	144
	Interpretación:	144
4.4.1	Hipótesis específica 3 A	144
	Planteamiento	144
	Indicador A – % Sobre Rotura → Wilcoxon Signed-Rank.....	145
	Fundamento técnico-geomecánico	145
	Interpretación:	145
	Indicador B – Eventos de Desate de Roca → Wilcoxon Signed-Rank.....	146
	Fundamento técnico-geomecánico	146

Interpretación:	146
Indicador C – Shotcrete Adicional No Planificado → T-Student Pareada .	147
Fundamento técnico-geomecánico	147
Interpretación:	147
4.4.2 Hipótesis General	148
Regla de decisión para la hipótesis general	148
Interpretación:	148
4.5 Discusión de resultados	150
CONCLUSIONES.....	152
RECOMENDACIONES	153
REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA	154
ANEXOS.....	156

LISTA DE FIGURAS

Figura 1	Control de Sobre rotura mes de marzo 2025 (promedio 14.08%)	4
Figura 2	Ciclo de minado en mina subterranea.....	19
Figura 4	Perforación con equipo Jumbo Epiroc, modelo S1D en el CX 113 SE20	
Figura 5	Carguío de frente en el CX 113 SE.....	21
Figura 6	Sistema de ventilación en el CX 113 SE	22
Figura 7	Limpieza con Scoop R1600H de 6 Yd3	23
Figura 8	Sostenimiento con Boltec 235	24
Figura 9	Perforación en Minería subterránea por equipo mecanizado.....	25
Figura 10	Acciones básicas de la perforación	27
Figura 11	Diámetro de alivio Muy pequeño	32
Figura 12	Taladro de alivio menor tamaño que el taladro de producción.....	33
Figura 13	Desviación en el paralelismo	33
Figura 14	Espaciamiento irregular entre taladros	34
Figura 15	Taladros interceptados	34
Figura 16	Taladro con exceso carga explosiva	35
Figura 17	Ubicación del arranque	36
Figura 18	Formación de la cavidad de un frente	36
Figura 19	Corte en pirámide.....	37
Figura 20	Corte en cuña de arrastre	38
Figura 21	Corte quemado.....	39
Figura 22	Arranque que se usa en nuestra investigación	41
Figura 23	Voladura de una mina a tajo abierto	46
Figura 24	Tipos de explosivos Emulnor	50
Figura 25	Superfam dos (Anfo)	51
Figura 26	Partes de la mecha rápida tipo Carmex.....	53
Figura 27	Accesorio de voladura Carmex.....	53

Figura 28	Ubicación de la mina	58
Figura 29	Plano geológico regional	63
Figura 30	Columna Estratigráfica General del Distrito Morococha	64
Figura 31	Columna estratigráfica generalizada de la región.....	69
Figura 32	Zonificación geológica de la Unidad Minera Morococha	75
Figura 33	Distribución de carga	103
Figura 34	Malla anterior del CX 113 SE.....	106
Figura 35	Diagrama de PARETO - PERFORACIÓN	109
Figura 36	Diagrama de PARETO - VOLADURA.....	111
Figura 37	Modelo de arranque - Burden	121
Figura 38	Diseño de la malla de perforación y voladura	122
Figura 39	Distribución de explosivos por tipo de taladro	124
Figura 40	Malla de perforación actual	126
Figura 41	Malla antigua del CX 113-SE.....	127
Figura 42	Cantidad de taladros que se emplean en ambas mallas	128
Figura 43	Factor de avance para las distintas mallas	128
Figura 44	Factor de carga para las distintas mallas.....	129
Figura 45	Malla de perforación y voladura en el software JKSimblast	133
Figura 46	Imagen de la velocidad pico partícula	134
Figura 47	Distribución de la energía explosiva.....	135
Figura 48	Cuadrícula de contorno del tiempo (secuencia de salida).....	136
Figura 51	Vista Longitudinal del CX 113-SE.....	163

LISTA DE TABLAS

Tabla 1	Equipos de Limpieza	22
Tabla 2	Características técnicas de los explosivos	50
Tabla 3	Características técnicas del superfán dos	52
Tabla 4	Vías de accesos a la Unidad Minera Morococha	58
Tabla 5	Reservas de la Unidad Minera Morococha	75
Tabla 6	Reservas de Alpayana	75
Tabla 7	Reserva de manto	76
Tabla 8	Reserva de mantos y vetas.....	76
Tabla 9	Reserva de cámaras y pilares.....	78
Tabla 10	Operacionalización de variables.....	95
Tabla 11	Información del CX 113 SE, antes del nuevo diseño.....	101
Tabla 12	Consumo promedio de explosivos y accesorios de voladura por disparo 102	
Tabla 13	Cuadro de Distribución de explosivos por taladro	103
Tabla 14	Principales causas que afectan la perforación	108
Tabla 15	Demoras que afectan la voladura	110
Tabla 16	Datos de geomecánica	113
Tabla 17	Datos de planeamiento	113
Tabla 18	Datos del explosivo	113
Tabla 19	Área de la labor en m ² vs kilos de explosivo estimados por m ³ de roca 116	
Tabla 20	Calidad de Roca considerando RQD y RMR.....	118
Tabla 21	Resistencia de las discontinuidades (JSF)	118
Tabla 22	Cuadro resumen de datos del CX 113 SE	122
Tabla 23	Distribución de explosivos con nueva malla de perforación y voladura 123	
Tabla 24	Datos obtenidos de campo y teóricos de gabinete.....	130

Tabla 25 Información del CX 113 SE, con el nuevo diseño	131
Tabla 27 Valores de referencia de la tesis	137
Tabla 28 Hipótesis 1 – Avance por disparo (m/disparo)	138
Tabla 29 Hipótesis 2 – Factor de carga (kg/m ³)	138
Tabla 30 Hipótesis 3 – Indicador A: % Sobre Rotura	139
Tabla 31 Hipótesis 3 – Indicador B: Eventos de desate de roca (N°/disparo) ..	139
Tabla 32 Hipótesis 3 – Indicador C: Shotcrete adicional no planificado (m ² /disparo).....	140
Tabla 33 Prueba de normalidad Shapiro-Wilk	141
Tabla 34 Selección del estadístico por variable	142
Tabla 35 Resultados T-Student pareada – Hipótesis 1	143
Tabla 36 Resultados T-Student pareada – Hipótesis 2	144
Tabla 37 Resultados Wilcoxon Signed-Rank – Indicador A (% Sobre rotura). 145	
Tabla 38 Resultados Wilcoxon Signed-Rank – Indicador B (Eventos de desate) 146	
Tabla 39 Resultados T-Student pareada – Indicador C (Shotcrete adicional)...	147
Tabla 40 Regla de decisión para la hipótesis general.....	148

LISTA DE ANEXO

Anexo 1: Matriz de consistencia	156
Tabla 41 Matriz de consistencia	156
Anexo 2: Planos de la labor y de voladura	158
Figura 49 Plano del proyecto CX 113 SE – zona Codiciada	158
Figura 50 Vista de perfil carguío de explosivo de la columna de carga lineal	159
Tabla 28 Clasificación geomecánica de la labor	160
Anexo 3: Galería de fotografías	164
Figura 52 Programa diario de perforación y voladura de frentes.....	164
Figura 53 Salida de corona y hastiales (caña) en el CX 113-SE.....	164
Figura 54 Distribución de cebo en los taladros en el CX 113-SE.....	165
Figura 55 Pintado de la malla de perforación en el CX 113-SE	165
Figura 56 Preparación de caña para la corona en el CX 113-SE	166
Figura 57 Control de paralelismo.....	166
Figura 58 Carga disparada en el CX 113-SE	167
Figura 59 Control de taco en los hastiales en el CX 113-SE	167
Figura 60 Uso de guías en el CX 113-SE	168
Figura 61 Uso de tacos de arcilla en el CX 113-SE	168
Figura 62 Medición del avance con disparo con distanciómetro	169
Figura 63 Broca de 45mm 102 mm (frente) y 64mm para la perforación TL .	169

INTRODUCCIÓN

Durante los últimos años, la minería peruana ha incorporado progresivamente procesos mecanizados destinados a optimizar la extracción de minerales metálicos, alcanzar las metas establecidas en los programas mensuales de minado y mejorar la rentabilidad de las operaciones. En concordancia con esta tendencia, la Unidad Minera Morococha ha implementado distintas tecnologías que, con la participación de personal especializado, han favorecido las actividades de exploración y la ejecución de sus operaciones unitarias. Esta modernización ha contribuido a incrementar la eficiencia operativa y fortalecer el control de sus procesos productivos.

La investigación aborda la aplicación de los modelos matemáticos de Pearse y Konya para establecer un diseño apropiado de la malla de perforación y voladura, orientado a incrementar el avance lineal y controlar la sobrerotura durante la ejecución del CX 113 SE, labor destinada a proporcionar acceso a la zona Manuelita de la Unidad Minera Morococha. Esta excavación, cuya sección es de 4.50×4.30 m, presentaba niveles críticos de sobrerotura perimetral que fluctuaban entre el 14 % y el 18 %, superando ampliamente el límite máximo del 5 % establecido por la empresa. Esta deficiencia comprometía la estabilidad del techo, favorecía el desprendimiento de rocas y ocasionaba un consumo excesivo y no programado de shotcrete para cubrir los vacíos generados fuera del perfil de diseño.

Una fase fundamental del estudio consistió en determinar las causas de las voladuras deficientes, considerando las características geomecánicas del macizo rocoso y las particularidades de la labor. Una vez identificado el factor de mayor incidencia, se recopiló información de campo, se revisaron los registros históricos de las mallas utilizadas y se procesaron los datos obtenidos. Este procedimiento permitió formular una nueva configuración de la malla de perforación y voladura.

Metodológicamente, la investigación presentó un enfoque cuantitativo, nivel explicativo y diseño cuasiexperimental. De esta manera, se evaluó el efecto de la variable independiente, representada por la malla calculada matemáticamente, sobre la variable dependiente, correspondiente a la reducción de la sobrerotura, mediante la comparación de los resultados obtenidos antes y después de la intervención en el frente de trabajo.

La aplicación del diseño propuesto permitió reducir la incidencia de voladuras deficientes observada durante los primeros meses de 2025. Asimismo, su implementación continua entre junio y septiembre del mismo año produjo avances lineales superiores a los registrados en los periodos precedentes, evidenciando una mejora del desempeño operativo y contribuyendo al cumplimiento del programa mensual de desarrollo establecido por la empresa. Para verificar que las diferencias encontradas no fueran producto del azar, se realizó un análisis estadístico en SPSS. La prueba de Shapiro-Wilk permitió examinar la normalidad de los datos, mientras que las pruebas t de Student y de rangos con signo de Wilcoxon se emplearon para contrastar los resultados obtenidos antes y después de la intervención. El valor de significancia inferior a 0.05 permitió rechazar la hipótesis nula y respaldar estadísticamente la efectividad de la propuesta técnica.

Los modelos matemáticos de Pearse y Konya constituyen herramientas aplicables al diseño de mallas de perforación en operaciones mineras subterráneas. Su formulación toma en cuenta parámetros como el factor de volabilidad (K_v) , la presión de detonación del explosivo, la resistencia dinámica de la roca y el diámetro del taladro, a partir de los cuales se determina el burden máximo de los taladros de arranque. De forma complementaria, la selección de los explosivos debe orientarse a

controlar el daño ocasionado al macizo rocoso circundante, considerando productos como Emulnor 1000, Emulnor 3000 y ANFO Superfam Dos.

CAPÍTULO I

I. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción de la realidad problemática

En el escenario internacional, el control de la sobrerotura constituye uno de los principales desafíos de las operaciones de perforación y voladura. La variabilidad geológica existente entre las diferentes regiones del mundo condiciona la respuesta del macizo rocoso y dificulta la obtención de excavaciones ajustadas al perfil proyectado. Ante condiciones geológicas complejas, la minería moderna requiere superar las prácticas basadas exclusivamente en la experiencia de los operadores e implementar procedimientos de ingeniería que permitan supervisar los parámetros del disparo y analizar sistemáticamente el comportamiento de la roca frente a los cambios efectuados en la malla.

En el ámbito nacional, las empresas mineras afrontan problemas de sobrerotura en sus labores de avance, los cuales repercuten directamente en el ciclo de minado. Frente a esta situación, diversas operaciones han establecido áreas especializadas de Perforación y Voladura para implementar técnicas de control y tecnologías dirigidas a optimizar los costos unitarios, mejorar los rendimientos y alcanzar una fragmentación adecuada, procurando ocasionar el menor daño posible al macizo rocoso (Moreano, 2022).

La voladura representa una operación unitaria fundamental de la actividad minera y su diseño se sustenta en distintos modelos matemáticos desarrollados para determinar los parámetros de perforación y distribución de la carga explosiva. Sin embargo, el control de las deficiencias asociadas con esta operación continúa siendo uno de los principales retos del sector. La utilidad de estos modelos depende de su correcta vinculación con indicadores medibles en campo, debido a que la aplicación

de ecuaciones sin una verificación operacional puede conducir a resultados deficientes en los disparos.

La optimización de las actividades mineras exige evaluar cada operación unitaria que interviene en la extracción del recurso mineral. Entre ellas se encuentra la perforación, mediante la cual se generan los taladros destinados a alojar las cargas explosivas para efectuar el arranque controlado de la roca, tanto en mineral como en desmonte (Rojas, 2023).

El avance de las excavaciones y el control de la sobrerotura están condicionados por las características del macizo rocoso. Por ello, su clasificación geomecánica proporciona información necesaria para establecer una malla de perforación y voladura acorde con los criterios de cálculo, las condiciones de la labor y el tipo de explosivo seleccionado.

Durante el periodo analizado, la empresa especializada Gestión Minera Integral S.A.C. (GMI S.A.C.) estuvo encargada de ejecutar labores de desarrollo, preparación y explotación en diferentes sectores de la Unidad Minera Morococha. Estas actividades se efectuaron de acuerdo con una programación mensual que permitió supervisar el cumplimiento de las metas operativas establecidas.

El levantamiento topográfico efectuado en marzo de 2025 evidenció una sobrerotura promedio de 14.08 %. Este resultado constituyó la línea base del estudio y mostró la magnitud del problema antes de implementar la propuesta de mejora. La sobrerotura ocasionaba inestabilidad en el macizo rocoso, elevaba la exposición de los trabajadores al desprendimiento de rocas e incrementaba los costos de sostenimiento, limpieza y acarreo del material disparado. El problema se presentó específicamente en el CX 113 SE, localizado en el nivel 4025 de la zona Codiciada, correspondiente a la

veta Piritosa. Esta labor posee una sección de 4.50×4.30 m y una longitud proyectada de 900 m.

La ejecución del CX 113 SE tiene como finalidad establecer la conexión con la zona semimecanizada Manuelita, reducir los tiempos de extracción y facilitar el transporte de una mayor cantidad de mineral. No obstante, las sobreroturas observadas estuvieron asociadas con voladuras inadecuadas, una elevada concentración de explosivo en la corona, deficiencias en la configuración de la malla y perforaciones de 14 pies ejecutadas fuera de los estándares establecidos. Estas condiciones comprometían la estabilidad de las cajas circundantes, prolongaban la limpieza del frente y producían retrasos en las actividades operativas de la Compañía Minera Argentum S.A. Asimismo, la aplicación de cargas lineales excesivas ocasionaba penalidades para la empresa contratista.

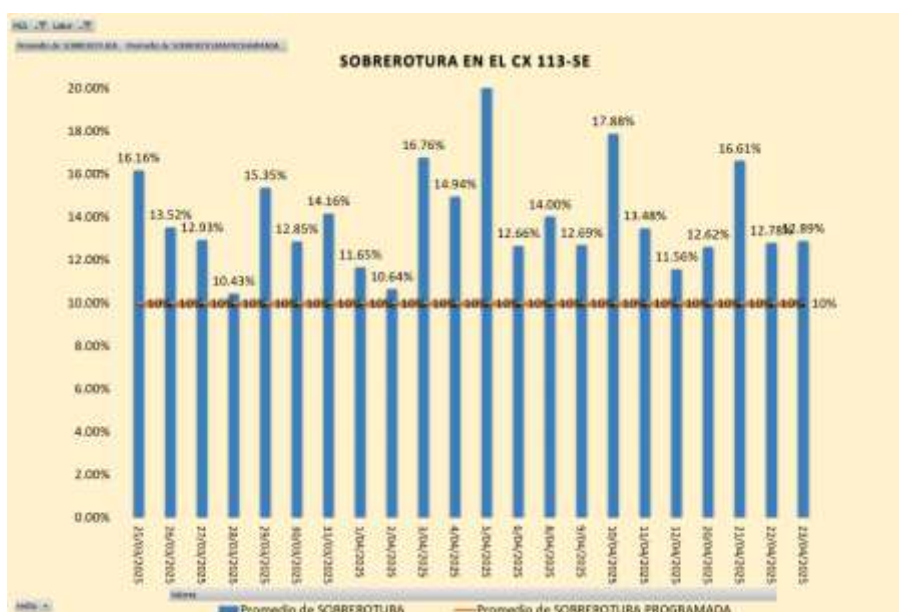
Las desviaciones detectadas también estuvieron relacionadas con la ejecución de la perforación de acuerdo con el criterio individual de los operadores de jumbo, sin observar procedimientos uniformes. Las encuestas realizadas a supervisores, perforistas y cargadores permitieron identificar necesidades de capacitación en perforación y voladura. Además, los equipos jumbo no disponían de guidores de perforación ni de una plantilla para el arranque, situación que favorecía la pérdida de paralelismo y la desviación de los taladros.

De igual manera, se determinó que la malla empleada por la empresa contratista no estaba correctamente adaptada a las características de la roca, el explosivo utilizado, el burden ni la longitud de perforación. Esta situación evidenció deficiencias en la inspección y el seguimiento de las actividades de perforación y carguío. Ante esta problemática, la investigación propuso diseñar una malla mediante los modelos matemáticos de Pearse y Konya. La propuesta se evaluó bajo un nivel explicativo y un

diseño cuasiexperimental, comparando los indicadores obtenidos antes y después de su aplicación en una muestra programada de disparos. Finalmente, el efecto de la nueva malla sobre la sobrerotura y los demás indicadores operativos fue evaluado mediante pruebas estadísticas inferenciales.

Figura 1

Control de Sobre rotura mes de marzo 2025 (promedio 14.08%)



Nota: Elaboración propia

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Formulación del problema general

¿Cómo influye el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya para reducir la sobre rotura en el CX 113 SE - Unidad Minera Morococha, 2025?

1.2.2 Formulación del problema específico

- ¿De qué manera el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya, influye en la eficiencia del avance del CX 113 SE?

- ¿De qué manera el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya, influye en la mejora del factor de carga del CX 113 SE?
- ¿De qué manera el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya, influye en la estabilidad del macizo rocoso del CX 113 SE?

1.3 Objetivos de la investigación

1.3.1 Objetivo general

Determinar de qué manera el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya, influye en la reducción de la sobre rotura en el CX 113 SE - Unidad Minera Morococha, 2025.

1.3.2 Objetivos específicos

- Determinar de qué manera el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya, influye en la eficiencia del avance del CX 113 SE.
- Determinar de qué manera el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya, influye en la mejora del factor de carga del CX 113 SE.
- Determinar de qué manera el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya, influye en la estabilidad del macizo rocoso del CX 113 SE.

1.4 Justificación e importancia

1.4.1 Justificación

De acuerdo con los criterios propuestos por Carrasco (2006), la investigación se fundamenta en su pertinencia, aplicabilidad y aportes concretos, tanto para el

conocimiento técnico como para la gestión de la organización minera. En ese sentido, su justificación se desarrolla desde las perspectivas teórica y práctica.

Justificación teórica: La investigación busca reemplazar los procedimientos empíricos empleados tradicionalmente en las labores subterráneas de avance por criterios técnicos sustentados en modelos matemáticos. Para ello, se aplican los modelos de Pearse y Konya al diseño de la malla de perforación y voladura del CX 113 SE. El propósito no consiste en formular un modelo nuevo, sino en analizar el desempeño de ecuaciones reconocidas frente a las condiciones geomecánicas particulares de la veta Piritosa. Su aporte teórico radica en evaluar la aplicabilidad de estos modelos para estimar la fragmentación de la roca y controlar el comportamiento del contorno excavado bajo las condiciones geológicas propias de una operación minera ubicada en la región andina.

Justificación práctica: El estudio responde a una necesidad operacional identificada en las labores subterráneas de la Unidad Minera Morococha. La aplicación de la propuesta permitirá controlar la sobrerotura en el CX 113 SE, mejorar la eficiencia de los disparos, disminuir el factor de carga y preservar la estabilidad del macizo rocoso circundante. El mejoramiento de estos indicadores favorecerá el avance hacia la zona mineralizada Manuelita conforme con la programación mensual establecida. De esta manera, será posible continuar con la preparación y posterior explotación de las estructuras mineralizadas con contenidos de zinc, cobre, plomo y plata. Asimismo, la reducción de las deficiencias operativas contribuirá a mejorar la productividad y rentabilidad de la Compañía Minera Argentum S.A. y de la empresa contratista GMI S.A.C.

Justificación metodológica: El presente estudio tiene una justificación metodológica porque implementa un procedimiento de diseño estandarizado que

combina el cálculo de las fórmulas teóricas de Pearse y Konya con la simulación digital en el software, validando con los resultados del frente mediante un riguroso control de campo guardia por guardia, el valor de este enfoque radica en que deja un protocolo técnico ordenado y práctico que puede ser replicado por otras operaciones de similares características que tengan problemas de sobre rotura.

1.4.2 Importancia

La investigación es importante porque sus resultados contribuirán a mantener la continuidad de las operaciones de explotación mediante el mejoramiento de la perforación y voladura en las labores de avance. Asimismo, la metodología aplicada y los resultados obtenidos podrán emplearse como antecedentes técnicos para futuros estudios desarrollados en contextos mineros con condiciones operacionales y geomecánicas similares.

La aplicación de los modelos matemáticos de Pearse y Konya proporciona una base técnica para calcular los parámetros de la malla de perforación y voladura. Su utilización permite sustituir los criterios empíricos por procedimientos de ingeniería sustentados en información geomecánica, características del explosivo y condiciones geométricas de la excavación. De esta manera, la investigación favorece la mejora de la eficiencia y el control de las operaciones mineras subterráneas.

1.5 Alcances y limitaciones de la investigación

1.5.1 Alcances

La investigación comprende el diseño y la evaluación de una malla de perforación y voladura mediante los modelos matemáticos de Pearse y Konya en el CX 113 SE, ubicado en el nivel 4025 de la zona Codiciada, correspondiente a la veta Piritosa. La labor presenta una sección de 4.50×4.30 m y una longitud proyectada de 900 m.

La propuesta está orientada a establecer parámetros estandarizados de perforación y voladura, controlar la sobrerotura, incrementar la eficiencia de los disparos, disminuir el factor de carga y preservar la estabilidad del macizo rocoso circundante. Además, busca reducir la ocurrencia de resultados deficientes, tales como tiros soplados, anillados y cortados.

1.5.2 imitaciones

Durante el desarrollo de la investigación se presentaron dificultades relacionadas con la resistencia inicial de algunos operadores de jumbo y cargadores frente a la implementación de la nueva malla de perforación y voladura. Otra limitación fue la reducida disponibilidad mecánica de los equipos de perforación, ocasionada por la ejecución recurrente de mantenimientos correctivos no programados. Estas condiciones afectaron parcialmente la continuidad de las pruebas y la recopilación de información en campo.

CAPÍTULO II

II. MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes de la investigación

2.1.1 Antecedentes internacionales

Uyaguari (2018) realizó una investigación en el Proyecto Minero El Inca, en Ecuador, cuyo objetivo fue diseñar mallas de perforación y voladura mediante la determinación del consumo específico de explosivo a partir de las características geomecánicas del macizo rocoso. La metodología comenzó con la clasificación de la galería de desarrollo mediante el sistema RMR de 1989. Posteriormente, se utilizó el índice de resistencia geológica (GSI) para estimar parámetros como la cohesión y el ángulo de fricción, considerando la profundidad de la excavación. De manera complementaria, se aplicó el modelo geomecánico de Ashby, el cual incorpora la densidad de la roca, el ángulo de fricción del macizo rocoso y el índice RQD. La integración de estos parámetros permitió calcular el consumo específico de explosivo y determinar, mediante el modelo de Langefors, la constante de roca 'c', necesaria para establecer el burden y definir la distribución de la carga explosiva.

Gonzáles y Rivera (2018), mencionan que los trabajos diarios suponen la mayor parte de los costes, que vienen provocados por las interferencias operativas. A medida que aumenta el alcance de la preparación minera, disminuye la productividad, lo que eleva los costos operativos. Es aquí se presenta la llamada sobre excavación que influyen muchos factores diferentes, ya que es un fenómeno muy difícil de evaluar; no obstante, se puede investigar siempre que se identifiquen claramente las causas. Esto ha llevado a varios expertos a investigar para determinar cómo regular o qué factores tener en cuenta a la hora de realizar avances en la minería subterránea. Además, con la ayuda de los avances tecnológicos, ahora podemos crear modelos para simular

voladuras utilizando una variedad de explosivos disponibles en el mercado, así como con la ayuda de herramientas tecnológicas como el software que viene con los correspondientes simuladores o modeladores para voladuras.

Mejía (2019), desarrolló un estudio en la Sociedad Minera Oro Sol Uno Ecuador con el objetivo de optimizar el sistema de perforación y voladura subterránea para la Sociedad Minera Oro Sol Uno. La metodología que se aplicó fue realizar un levantamiento de información de campo, analizar las características del macizo rocoso y aplicar el método de Langerfors y Kihlstrom, consiguiendo un mayor volumen de arranque, consumo específico y avance del túnel; llegando a concluir que el proceso investigativo y de campo determinaron resultados favorables surgiendo a la empresa minera utilizar este diseño.

Hernandez Correa, (2019). “Estudio comparativo de la sobre excavación en desarrollos horizontales con ANFO versus desarrollos realizados con emulsión en la mina esmeralda, división El Teniente, Codelco Chile”. Proyecto de tesis en la Universidad Técnica Federico Santa María. Cuyo objetivo “Comparar la sobre excavación generada en los desarrollos horizontales de la preparación Mina, respecto a la utilización de ANFO o Emulsión para las tronaduras de avance, en la Mina Esmeralda, División El Teniente” minimizó la sobre excavación, lo que se tradujo en una disminución de los costes operativos, el consumo de recursos fortificantes y las horas hombres. Esto se consiguió aplicando el explosivo de emulsión en los trabajos de desarrollo y desarrollando un análisis comparativo con respecto al enfoque estándar que utiliza para la voladura ANFO. El control de la sobre excavación permite ahorrar costes, acelerar los ciclos de las operaciones unitarias, reducir los gastos de fortificación y aprovechar mejor la mano de obra y los equipos. Además, describe que la emulsión utiliza su energía para detonar alrededor de la perforación sin crear grietas

en la masa rocosa, mientras que el ANFO provoca grandes fisuras. Llegando a la conclusión de que la sobre excavación producida por el ANFO suele ser del 30,19%, pero la generada por la emulsión es del 18%, lo que indica una reducción de la sobre excavación de 12,19%.

2.1.2 Antecedentes nacionales

Huincho Torres, (2022) “Optimización del proceso de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobre rotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S. A. A.” En su tesis en la Universidad Continental de escuela profesional de ingeniería de minas. Cuyo objetivo es “Optimizar el proceso de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobre rotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S.A.A.” mejoró los procedimientos de perforación y voladura para aumentar la eficiencia del avance y reducir la sobre excavación en los frentes de avance, considerando su importancia para la operación minera, ya que permitirá cumplir a tiempo con el plan de avance mensual y mejorar la estabilidad del macizo rocoso. El enfoque experimental del estudio utiliza el BP 700 como muestra para el trabajo de avance, y abarca todos los frentes de avance de la empresa minera Nexa Resources de Cerro Lindo. Concluye que, al perfeccionar el proceso de perforación y voladura, aumentamos la eficacia del avance del 88,20% al 93,60%, lo que se tradujo en un avance medio de 4,85 m. Por otra parte, la proporción de sobre excavación disminuyó del 14,90% al 8,70% y obteniendo en promedio ancho de 5.29 m y un alto de 4.62 m.

Romaní (2018) desarrolló una investigación en la mina Andaychagua con el propósito de determinar la influencia del diseño de las mallas de perforación y voladura sobre el avance lineal y el control de la sobrerotura. Metodológicamente, el

estudio siguió el método científico y correspondió a una investigación aplicada de nivel descriptivo. La población estuvo conformada por las labores del nivel 1125, mientras que la muestra comprendió los frentes BP 1225E y ACC 261. Los disparos de prueba alcanzaron un avance promedio de 3.02 m por disparo, equivalente al 95 % de la longitud perforada de 3.20 m. Únicamente se registró un avance de 2.20 m en uno de los disparos, debido a la presencia de una falla geológica y al corte de la veta. Asimismo, se obtuvo una sobrerotura promedio de 4.86 %, resultado que evidenció que la malla propuesta permitió controlar adecuadamente la fragmentación y mejorar el avance de las excavaciones.

Alvarado (2019), Desarrolló una investigación en la zona Chino II de la Compañía Minera Caraveli SAC 2015 con el objetivo de poder determinar el diseño y secuencia de perforación y voladura en los frentes de avance con respecto a sus parámetros de la labor mediante un desarrollo de modelos matemáticos, con el propósito de optimizar el proceso operativo de perforación y voladura. Tipo de investigación aplicada, diseño de investigación descriptiva. La muestra estará compuesta por 4 mallas de perforación y voladura cuyos resultados se generalizarán en frentes de avance, galerías y cruceros con el uso de perforadora neumática Jack Leg y perforadora hidráulica (Jumbo), en la zona de chino viejo Caravelí SAC. Se empleó como técnica de recolección de datos la observación libre que permitió a explorar, ambientes y contextos y describir actividades que se realizan en las operaciones donde se desarrollaron los hechos. Plasmándose en tablas Excel para su posterior análisis. Además, se utilizaron algunos instrumentos para recabar información dentro de las cuales se pueden mencionar: cámara digital, formulario, Cronómetro, computador, fichas, planos topográficos entre otros. Concluyendo en el desarrollo del presente trabajo de investigación, se ha demostrado que con el diseño óptimo de mallas de perforación y voladura de rocas se

logra reducir de 3.36US\$/TM a 2.50 US\$/TM en el caso de la perforación y en la voladura se reduce de 5.90 US\$/TM a 4.70 US\$/TM. - Con este diseño y con una adecuada distribución de taladros con el espaciamiento adecuado y burden se llega a mejorar el avance a 3.70 m. con respecto que anteriormente solo tenía un avance de 3.20 m.

Mamani (2023) realizó una investigación orientada a mejorar los estándares de perforación y voladura en las labores de producción de la empresa minera Shuntur durante 2022, empleando el módulo de simulación 2D Face del software JK SimBlast. El estudio fue de tipo aplicado, nivel descriptivo y diseño descriptivo simple, y consideró como muestra dos frentes representativos de los 15 programados para julio. En la rampa negativa 783, la propuesta redujo la cantidad de taladros de 50 a 48 e incrementó el avance por disparo de 2.95 a 3.10 m. Asimismo, el costo de los explosivos disminuyó de USD 299.47 a USD 292.68 por disparo. La distribución controlada de la energía explosiva también permitió disminuir el daño ocasionado por la sobrerotura. El autor concluyó que la simulación de la malla calculada mediante el modelo de Holmberg contribuyó a optimizar los parámetros de perforación y voladura, reducir los costos y limitar el daño generado en las labores de avance de la mina Shuntur.

Oscategui, (2020) evaluó la aplicación del módulo 2D Face de JK SimBlast para mejorar los estándares de perforación y voladura en la rampa 205 de SMC Toropunto Ltd. La propuesta se fundamentó en el modelo matemático de Roger Holmberg y consideró las condiciones de un macizo rocoso de clase III, con calidad regular. Como resultado, se establecieron 40 taladros de producción y dos taladros de alivio, con una carga total de 88 kg de explosivo, un factor de carga de 2.60 kg/m³ y una carga lineal de 27.32 kg/m. Estos parámetros permitieron alcanzar un avance promedio de 3.20 m

y obtener excavaciones con mayor estabilidad. La simulación también estimó una velocidad pico de partícula crítica (PPV_c) de 8.70 mm/s, inferior al límite de 50 mm/s considerado en el estudio, lo que evidenció un menor nivel de daño en el macizo rocoso circundante (p. 59).

2.1.3 Antecedentes locales

Enciso (2023) desarrolló una investigación en la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga con el objetivo de evaluar la voladura para reducir la sobreexcavación en la rampa 2705 de la Unidad Minera Parcoy, perteneciente al Consorcio Minero Horizonte S.A. El estudio adoptó un enfoque cuantitativo y empleó el método inductivo. La población estuvo constituida por la rampa 2705 del área Balcón, ubicada en el nivel 1818, mientras que la muestra comprendió los disparos evaluados en dicha labor. La problemática estuvo relacionada con las penalidades impuestas a la empresa contratista CONMICIV debido a una sobreexcavación de 15.96 %. Para diseñar la nueva malla de perforación y voladura se utilizaron los modelos matemáticos de Holmberg y Konya. La propuesta incorporó voladura controlada mediante recorte, cargas desacopladas y un espaciamiento adecuado entre los taladros de corona. Después de evaluar 20 disparos, la sobreexcavación promedio disminuyó de 15.96 % a 8.79 %, lo que representó una reducción de 7.17 puntos porcentuales. Asimismo, se alcanzó una eficiencia de voladura del 92 % y un avance promedio de 3.36 m por disparo. Estos resultados favorecieron el avance de la RP 2705 y contribuyeron al cumplimiento del programa establecido por el área de Planeamiento de Mina.

Azurín García, (2023). “Optimización de perforación y voladura para reducir sobre rotura en el bypass 2843 del Consorcio Minero Horizonte S.A. - Retamas 2021”. En su tesis en la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac. Cuyo objetivo es

“Optimizar la perforación y voladura, para reducir la sobre rotura, en el bypass 2843 del Consorcio Minero Horizonte S.A. - Retamas 2021”. En su investigación plantea la mejora de las operaciones de perforación y voladura para disminuir la sobre excavación y reducir los costos excesivos de carguío y acarreo de roca estéril, debido a que la sobrecarga incrementa el tiempo y los costos de las operaciones mineras; por lo tanto, reducir la sobre excavación mejora la productividad en la ejecución del BP-2843. La metodología experimental de este estudio compara grupos y modifica variables independientes para encontrar efectos y consecuencias en las variables dependientes. Esto permite que la investigación sea explicativa en el sentido de que identifica factores para explicar y minimizar la sobre excavación. Se compararon los resultados de la primera voladura y de la voladura de corte para evaluar el control de la sobre excavación. Los instrumentos utilizados fueron informes y datos de campo, datos bibliográficos, estadísticas y tablas resumen; los datos se procesaron utilizando procesadores de texto, hojas de cálculo, AutoCAD y GeoGebra. La muestra se eligió BP-2843, y la población es la mina Balcón del Consorcio Minero Horizonte S.A.

Azurín Garcia, (2023), concluyó que, gracias a la planificación y al empleo de voladuras controladas, la sobreexcavación se redujo significativamente, pasando de un promedio de 25,59% a 6,25% en un total de 20 disparos en roca tipo IV mala A. Además, se lograron disminuir los costos asociados a las labores posteriores: la limpieza de los frentes bajó de \$126,82 por disparo a \$111,47 por disparo, y el acarreo del desmonte utilizando el dumper EJC417 se redujo de \$118,89 por disparo a \$103,60 por disparo.

2.2 Bases teóricas

2.2.1 Explotación minera subterránea

La explotación subterránea comprende el conjunto de actividades destinadas a recuperar recursos minerales localizados debajo de la superficie terrestre, principalmente cuando el yacimiento se encuentra a una profundidad que dificulta su aprovechamiento mediante métodos superficiales. Para acceder al depósito mineral se construye un sistema de excavaciones compuesto por labores horizontales, como las galerías; verticales, como los pozos y las chimeneas; e inclinadas, como las rampas (Casper, 2007). La apertura de estas labores se efectúa generalmente mediante operaciones de perforación y voladura, en las cuales la energía de los explosivos se utiliza para fragmentar y desplazar la roca (Brady, 2005).

2.2.1.1 Principales labores de acceso de una mina subterránea

Las minas subterráneas están conformadas por diferentes excavaciones que permiten el ingreso del personal y los equipos, así como el desarrollo de las operaciones de extracción y transporte de materiales. Entre las principales labores se encuentra la siguiente:

1. **Bocamina:** La bocamina es la entrada que conecta la superficie con las excavaciones interiores de una mina subterránea. Según la configuración del yacimiento y las condiciones topográficas, este acceso puede construirse como un túnel aproximadamente horizontal o como una rampa con una determinada inclinación. En la Unidad Minera Morococha, la bocamina Sierra Nevada constituye un ejemplo de este tipo de infraestructura y se encuentra situada aproximadamente a 4410 m s. n. m.
2. **Galería:** La galería es una excavación subterránea de desarrollo horizontal o ligeramente inclinada, destinada a la exploración, explotación o transporte

del mineral. Sus dimensiones y características varían en función del método de explotación empleado.

3. **Cámara:** Las cámaras son espacios subterráneos de mayor volumen que se forman para la extracción del mineral. Su geometría y tamaño dependen del método de explotación y del tipo de yacimiento. En la unidad minera Morococha se emplean cámaras de acumulación de mineral y desmonte, así como cámaras destinadas al tolveo y carguío del mineral.
4. **Pilar:** Corresponde a una porción del macizo rocoso que se mantiene sin explotar para proporcionar soporte y contribuir a la estabilidad del techo y las paredes de las galerías o cámaras. En la Unidad Minera Morococha, los pilares presentan dimensiones aproximadas de entre 4 y 6 m.
5. **Crucero:** Es una excavación subterránea generalmente horizontal que atraviesa las estructuras geológicas y permite comunicar distintas labores o acceder desde una galería principal hasta una zona mineralizada. También puede conectar áreas de carguío, cámaras y sectores destinados a servicios mineros.
6. **Rampa:** Es una labor inclinada que comunica diferentes niveles de una mina subterránea y facilita el tránsito de personal y equipos, así como el transporte de mineral, desmonte, materiales e insumos. Dependiendo de su diseño, también puede establecer una conexión entre la superficie y las labores interiores.
7. **Chimenea:** Es una excavación vertical o de elevada inclinación desarrollada entre dos o más niveles. Puede cumplir funciones de ventilación, transporte de mineral o materiales, instalación de servicios, acceso del personal o evacuación ante situaciones de emergencia.

8. **Bypass:** Es una labor auxiliar construida para establecer una ruta alternativa de circulación o transporte. Su finalidad es desviar el tránsito de equipos y facilitar el acarreo de mineral o desmonte sin interferir con otras actividades desarrolladas en la zona principal.

2.2.2 Operaciones mineras

Las operaciones unitarias comprenden las actividades que permiten extraer el mineral desde su ubicación natural, trasladarlo a través de las labores mineras y conducirlo hacia la superficie o las instalaciones de procesamiento. Para alcanzar un desempeño eficiente, estas tareas deben ejecutarse de manera planificada, coordinada y secuencial, formando un ciclo productivo que se repite durante cada jornada laboral.

La duración y la distribución de las actividades dependen de las características de la explotación, del método de minado y del tipo de labor en la cual se desarrollan, como pozos, socavones, calicatas o galerías (Boríssov, 1976). En consecuencia, cada operación requiere tiempos, equipos, personal y recursos específicos, los cuales deben articularse adecuadamente para evitar interrupciones y mantener la continuidad del ciclo de minado.

La gestión de este proceso comprende la planificación, organización, dirección y supervisión de las actividades, con el propósito de aprovechar eficientemente los recursos disponibles y satisfacer los requerimientos de los participantes involucrados. Para evaluar el desempeño de la operación resulta necesario analizar individualmente cada etapa y determinar sus costos unitarios, el consumo de recursos, la productividad alcanzada y el retorno generado durante su ejecución (Vega Delgado, 2010).

Dentro de este ciclo, la perforación y la voladura constituyen etapas determinantes, debido a que de su correcta ejecución dependen el arranque y la fragmentación del macizo rocoso. Un diseño apropiado permite obtener una granulometría compatible

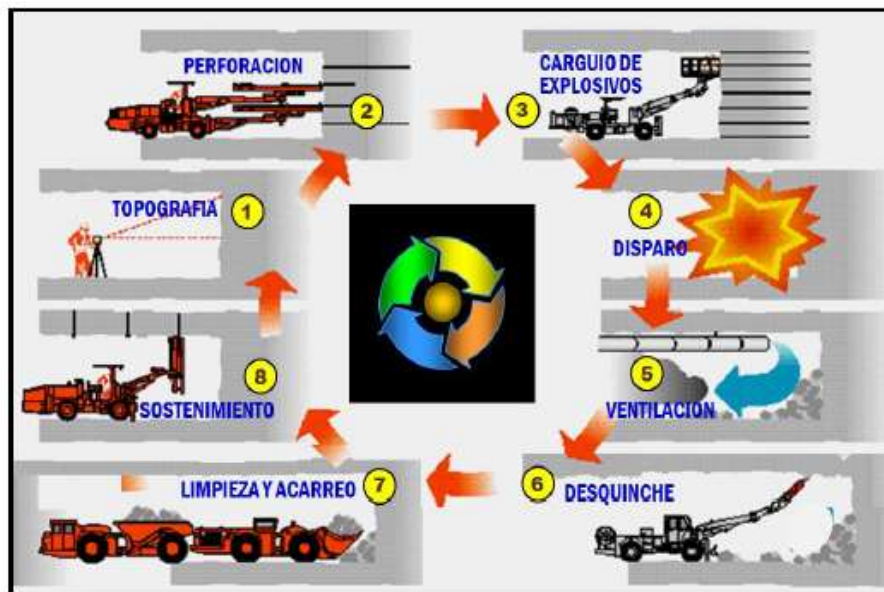
con las operaciones posteriores de carguío, acarreo, trituración y procesamiento. Por ello, es necesario considerar la coordinación entre los equipos, sus especificaciones técnicas, las condiciones del frente y los requerimientos granulométricos de la planta.

2.2.3 Ciclo de Minado

Se refiere al conjunto de operaciones que se realizan para extraer el mineral en el frente de trabajo hasta la superficie. Incluye las siguientes etapas: perforación, voladura, ventilación, limpieza, carguío, transporte y sostenimiento. (CONAR, 2023)

Figura 2

Ciclo de minado en mina subterranea



Nota: Elaboración propia (Sacado de la revista Sandvik Mining)

Para el desarrollo de la investigación se consideraron las operaciones de perforación y voladura como componentes principales del ciclo de minado analizado.

2.2.3.1 Perforación

La perforación constituye la etapa inicial del ciclo de avance y tiene como finalidad ejecutar los taladros de acuerdo con la geometría, orientación, longitud y distribución definidas en la malla. Esta actividad se realiza mediante equipos electrohidráulicos que

pueden disponer de uno o más brazos. En las labores estudiadas de la Unidad Minera Morococha se emplearon jumbos frontoneros de un brazo, específicamente el equipo Epiroc S1 D y el Sandvik DD310, mostrados en la Figura 3.

Figura 3

Perforación con equipo Jumbo Epiroc, modelo S1D en el CX 113 SE



Nota. Elaboración propia

2.2.3.2 Carguío y Voladura

Es la segunda actividad unitaria de una actividad minera que conlleva al carguío de taladros perforados. Para tal efecto en la Unidad Minera Morococha se usa como explosivo anfo Superfam Dos (mayor poder rompedor en terrenos semisecos), Emulnor 3000 11/2 x 8” y Emulnor 1000 1 ½ x 12” de marca Famesa, Pentacord 3P (alta velocidad de detonación), y como sistema de iniciación de voladura se usa el Carmex 2.10m.

Figura 4

Carguío de frente en el CX 113 SE



Nota. Elaboración propia

2.2.3.3 Ventilación de Minas

La ventilación comprende el suministro y la circulación continua de aire limpio en las labores subterráneas, ya sea mediante flujo natural o con apoyo de equipos mecánicos. Su propósito es proporcionar el caudal requerido por los trabajadores y los equipos, conservar condiciones termoambientales apropiadas y retirar los contaminantes generados durante las operaciones. Después de una voladura, este sistema permite evacuar los gases, humos y partículas de polvo en suspensión que pueden afectar la salud y seguridad del personal. En la labor estudiada se utilizó ventilación forzada mediante un ventilador extractor con una capacidad de 32 000 CFM.

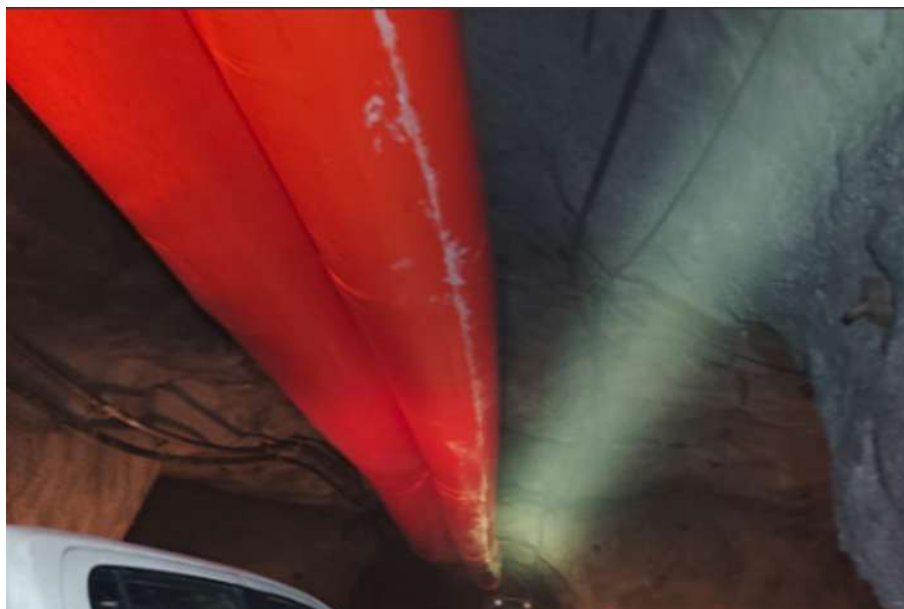
Por ello cumple las siguientes funciones:

- Suministrar el aire limpio con el caudal necesario y regular la temperatura ambiental en un nivel confortable.

- Diluir y limpiar el aire viciado (polvos y gases) para que este dentro de los niveles permisibles.

Figura 5

Sistema de ventilación en el CX 113 SE



Nota. Elaboración propia

2.2.3.4 Limpieza

La limpieza es la operación mediante la cual se retira del frente el material fragmentado por la voladura, ya sea mineral o desmonte. En la Unidad Minera Morococha esta actividad se ejecuta con equipos LHD, cuyas características se presentan en la Tabla 1.

Tabla 1

Equipos de Limpieza

EQUIPO	MODELO	CAPACIDAD	MARCA
SCOOPTRAM R1600H	R1600H	6.0 YD3	CAT
SCOOPTRAM R1300H	R1300H	4.0 YD3	CAT

Nota. Elaboración propia

Para distancias de acarreo comprendidas entre 150 y 200 m, los equipos R1600H y R1300H alcanzan rendimientos aproximados de 70 y 86 t/h, respectivamente.

Figura 6

Limpieza con Scoop R1600H de 6 Yd³



Nota. Elaboración propia

2.2.3.5 Desate de rocas sueltas

Es una actividad realizada por el personal con la finalidad de eliminar bloques de roca inestables que han sido previamente identificados, esta acción puede ejecutarse de forma manual o mediante equipos mecanizados y se aplica sobre rocas sueltas que se ubican en el techo (corona), las paredes laterales (hastiales) o el frente de las labores subterráneas.

2.2.3.6 Sostenimiento

El sostenimiento comprende los elementos y procedimientos empleados para controlar las deformaciones del macizo rocoso y conservar la estabilidad de una excavación subterránea. Su diseño se establece de acuerdo con la calidad de la roca,

las condiciones estructurales y las características geométricas de cada labor. En la Unidad Minera Morococha, el tipo de sostenimiento es definido por el Departamento de Geomecánica de Alpayana y registrado en los cuadernos de recomendaciones geomecánicas. En el CX 113 SE de la zona Codiciada, el macizo rocoso fue clasificado como tipo IIIB. Para esta condición se recomendó un sostenimiento sistemático compuesto por una capa de shotcrete de 2 pulgadas y pernos Swellex de 7 pies, distribuidos con un espaciamiento de 1.50×1.50 m. La instalación de los pernos se realiza mediante un jumbo emperrador Epiroc Boltec 235.

Figura 7

Sostenimiento con Boltec 235



Nota. Elaboración propia

2.2.4 Perforación y voladura

La perforación y la voladura conforman un sistema de excavación empleado para efectuar el arranque y la fragmentación de macizos rocosos competentes, principalmente cuando la excavación mecánica presenta restricciones técnicas o costos elevados. Su aplicación comprende tanto las operaciones mineras como las obras

civiles que demandan remover cantidades considerables de roca. El proceso comienza con la ejecución de taladros distribuidos conforme con una geometría previamente diseñada. Posteriormente, estos se cargan con explosivos que, al iniciarse, transforman su energía química en ondas de choque y gases a elevada presión, generando el fracturamiento y desplazamiento del macizo rocoso. Este sistema comprende dos campos tecnológicos relacionados: el primero corresponde a la ejecución y el control de los taladros, mientras que el segundo abarca el diseño, carguío e iniciación de la voladura (Bernaola Alonso, 2013). Por consiguiente, la perforación constituye la actividad inicial para preparar y ejecutar correctamente un disparo.

Figura 8

Perforación en Minería subterránea por equipo mecanizado



Nota. Perforación con equipos mecanizados. Posada, 2021.

2.2.4.1 Acciones básicas en la perforación.

Se tiene:

Percusión: La energía se origina por los golpes sucesivos del pistón, los cuales producen ondas de esfuerzo que se desplazan hacia la broca. En los equipos con martillo en cabeza, esta energía se transmite a través del varillaje; en los sistemas con

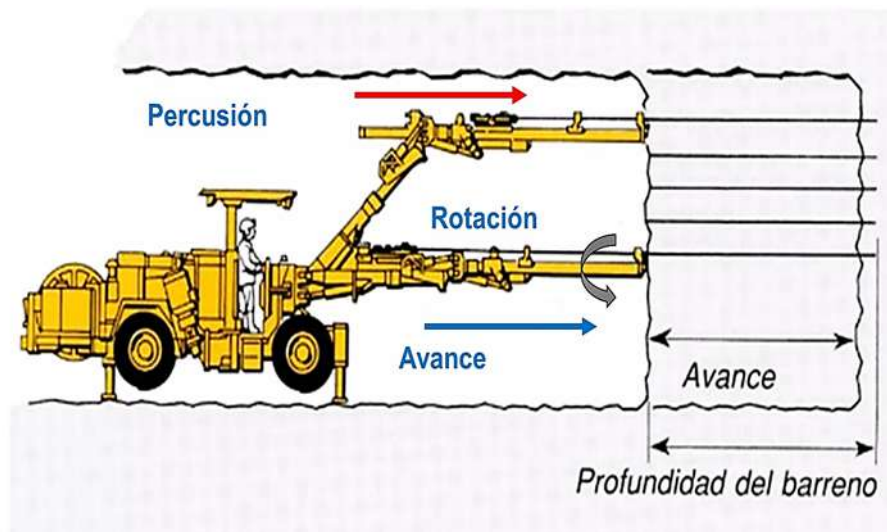
martillo en fondo, actúa directamente sobre la broca. Cuando la onda alcanza la herramienta de corte, una parte de la energía se utiliza para penetrar y fracturar la roca, mientras que la restante se refleja y retorna por la columna de perforación. La eficiencia de esta transferencia depende, entre otros factores, de las propiedades de la roca y de las características del varillaje.

Rotación: Este movimiento permite cambiar continuamente la posición de la broca, de modo que cada impacto actúe sobre una zona diferente del fondo del taladro. La velocidad de rotación debe ajustarse a las características del macizo rocoso y al diámetro de la herramienta, debido a que una regulación apropiada favorece el aprovechamiento de las superficies libres generadas por los impactos y facilita la formación de detritos de mayor tamaño.

Empuje: Es la fuerza que mantiene la broca en contacto con el fondo del taladro y permite transmitir eficazmente la energía de percusión hacia la roca. Esta fuerza es proporcionada por el sistema de avance del equipo y debe regularse según la resistencia del macizo rocoso, el tipo de broca y las condiciones de perforación. Un empuje insuficiente reduce la transferencia de energía, mientras que uno excesivo puede disminuir la velocidad de penetración y acelerar el desgaste de los componentes.

Figura 9

Acciones básicas de la perforación



Nota. Manual de P & V, López Jimeno Carlos Ramon, 2005

2.2.4.2 Accesorios de perforación.

Barras de perforación: Son componentes fabricados con acero de alta resistencia cuya función es conducir la energía de percusión, el movimiento de rotación y la fuerza de avance desde el martillo hasta la broca. Según el sistema de perforación, pueden presentar secciones circulares, tubulares o hexagonales, así como diferentes longitudes y configuraciones. La conexión entre sus componentes puede realizarse mediante roscas, manguitos de acoplamiento o sistemas de cono liso.

También existen barras integrales que incorporan en una sola pieza la culata, el cuerpo y la broca. Estas se clasifican de acuerdo con la geometría del elemento de corte y el tipo de inserto utilizado. Generalmente se agrupan en series, en las cuales la longitud de la barra aumenta progresivamente mientras que el diámetro de perforación se reduce.

Brocas de perforación: Son los elementos que mantienen contacto directo con la roca y convierten la energía recibida en acciones de penetración, trituración y corte.

Entre sus principales configuraciones se encuentran las brocas tipo cincel, que pueden reafilarse y presentan un costo relativamente bajo; las brocas de insertos múltiples, empleadas en macizos blandos o fracturados; y las brocas de botones, utilizadas ampliamente en la perforación mecanizada.

En los sistemas rotopercutivos se emplean principalmente brocas con plaquitas o insertos, brocas de botones y brocas escariadoras o rimadoras. Estas últimas permiten ampliar el diámetro de los taladros de alivio utilizados en los arranques de las labores subterráneas. Los diámetros habituales incluyen 38, 45 y 64 mm, empleados principalmente en trabajos de sostenimiento, perforación de frentes de avance y ejecución de taladros largos, respectivamente.

2.2.4.2.1 *Características de diseño*

Las varillas deben acoplarse completamente a la rosca de la broca, asegurando un contacto adecuado que permita una transferencia eficiente de la energía de impacto hacia la roca.

Las brocas cuentan con orificios dispuestos tanto en la parte central como en los laterales, a través de los cuales se introduce el fluido de barrido, siendo su función evacuar el detrito generado durante la perforación. Asimismo, presentan ranuras que facilitan el desplazamiento y la salida de las partículas de roca producidas.

Adicionalmente, las brocas son fabricadas con una ligera conicidad, siendo el extremo en contacto con la roca el de mayor diámetro. Esta característica permite compensar el desgaste progresivo del accesorio y reduce la posibilidad de que se produzca un ajuste excesivo con las paredes del taladro, (Lopez Jimeno, 2001).

La elección del equipo de perforación debe realizarse en función de las condiciones particulares de cada operación. Para ello, es necesario evaluar aspectos como el costo de adquisición y funcionamiento, las características mecánicas, los requerimientos de

mantenimiento, la disponibilidad del servicio técnico, la capacidad de producción y la compatibilidad con otros equipos. Asimismo, deben considerarse las condiciones propias de la labor, entre ellas las dimensiones y accesibilidad del frente, las propiedades de la roca, la configuración topográfica y la disponibilidad de fuentes de energía (EXSA, 2009).

2.2.5 Diseño de malla de Perforación en minería subterránea

El diseño de la malla de perforación corresponde a la planificación y disposición de los taladros que se ejecutan en un frente de avance, considerando parámetros geométricos como su ubicación, orientación, inclinación, profundidad y distribución espacial. Este diseño tiene como finalidad optimizar el proceso de perforación y voladura, permitiendo reducir los costos asociados a la perforación y al consumo de explosivos, lograr avances adecuados por disparo, conservar una sección uniforme de la labor y definir de manera eficiente la secuencia de iniciación de los taladros.

La malla de perforación representa la forma en que se organizan los taladros dentro de una voladura, siendo el burden y el espaciamiento los parámetros principales, los cuales guardan una relación directa con la profundidad de perforación. En minería subterránea, las voladuras presentan características distintas a las realizadas en superficie, debido a la ausencia de caras libres adicionales. Por esta razón, solo se dispone de un frente de trabajo, lo que obliga a generar una cara de alivio mediante la correcta detonación de los primeros taladros. Si este alivio inicial no se produce de manera adecuada, la voladura puede presentar una fragmentación deficiente o incluso fallar, generando el fenómeno conocido como soplado, (EXSA, 2019).

2.2.6 Tipos de perforación

2.2.6.1 *Sistema de perforación por percusión*

En la perforación por percusión, la roca se fragmenta principalmente mediante los impactos repetitivos de una herramienta de corte contra el fondo del taladro. Los equipos utilizados actualmente operan, por lo general, bajo un sistema rotopercutivo, en el cual la acción de impacto se complementa con el giro de la broca y la aplicación de una fuerza de avance. La rotación cambia el punto de contacto entre impactos consecutivos, mientras que el empuje mantiene la herramienta apoyada sobre la roca y favorece la transferencia de energía. La velocidad de penetración depende principalmente de la potencia de percusión, determinada por la energía transmitida en cada impacto y la frecuencia con la que se producen los golpes. Por su parte, la rotación y el empuje actúan como mecanismos complementarios y ejercen una influencia menor sobre el rendimiento, siempre que alcancen los valores necesarios para distribuir apropiadamente los impactos y conservar el contacto entre la broca y el fondo del taladro. El martillo genera la percusión mediante el desplazamiento alternativo de un pistón, el cual golpea repetidamente el conjunto de perforación. De acuerdo con la fuente de accionamiento, el pistón puede funcionar con aire comprimido, en los sistemas neumáticos, o mediante aceite a presión, en los equipos hidráulicos (Bernaola et al., 2013).

2.2.6.2 *Perforación neumática*

El fluido de accionamiento en el caso de la perforación neumática es aire comprimido a una determinada presión, normalmente de valores comprendidos entre 7 y 25 bar. (Bernaola et al, 2013).

Existen dos alternativas:

1. Que la percusión se produzca fuera del taladro y se transmita a la broca a través de la sarta de varillaje – martillo en cabeza. (Bernaola et al, 2013).
2. Que el martillo se situé en el fondo del taladro, golpeando así el pistón directamente sobre la broca – martillo de fondo. (Bernaola et al, 2013).

2.2.6.3 Perforadoras de martillo en cabeza

En este sistema, el mecanismo de percusión se encuentra instalado fuera del taladro y transmite la energía hacia la broca por medio del varillaje. En los equipos neumáticos, el martillo funciona con aire comprimido a una presión aproximada de entre 7 y 8 bar. Debido a esta presión de trabajo, el pistón debe disponer de un área suficiente para generar la energía requerida durante cada golpe. Esta energía depende de la presión efectiva, el área de la sección transversal y la longitud de la carrera del pistón. El martillo en cabeza también incorpora el mecanismo encargado de hacer girar la columna de perforación, cuyo funcionamiento puede estar acoplado a la percusión o ser independiente, según el diseño del equipo (Bernaola et al., 2013).

2.2.6.4 Perforadoras con martillo en fondo

En las perforadoras con martillo en fondo, el mecanismo que genera los impactos se encuentra dentro del taladro, inmediatamente detrás de la broca. A diferencia del sistema de martillo en cabeza, este dispositivo realiza únicamente la acción de percusión, mientras que la rotación y la fuerza de avance son proporcionadas por mecanismos independientes ubicados en la superficie. Esta configuración reduce las pérdidas de energía a través del varillaje y favorece la perforación de taladros profundos (Bernaola et al., 2013).

2.2.6.5 Sistema de perforación a rotación

Son todas aquellas formas de perforación en las que la fragmentación de la roca se produce básicamente por compresión, corte o por la acción combinada de ambos. Un

empuje sobre el útil de perforación que supere la resistencia a la compresión de la roca y un par de giro que origine su corte por cizalladura, son las dos acciones básicas que definen la perforación rotativa. (Bernaola et al, 2013).

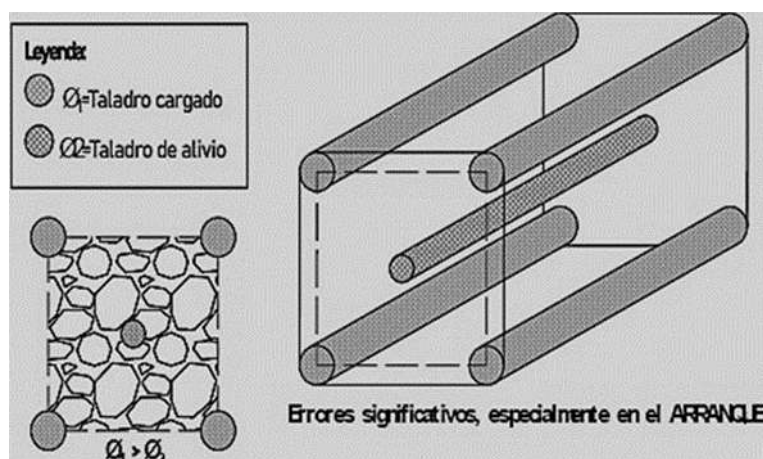
2.2.7 Desviaciones y deficiencias de la perforación

En la labor estudiada, la ejecución de los taladros se realiza mediante un jumbo electrohidráulico. La calidad del trabajo depende tanto de las condiciones mecánicas del equipo como de la capacitación y experiencia del operador. Una perforación correctamente ejecutada resulta indispensable para respetar la geometría de la malla, distribuir apropiadamente la carga explosiva y obtener un disparo eficiente. En este sentido, se espera alcanzar un avance equivalente aproximadamente al 95 % de la longitud efectiva perforada. Las desviaciones en la posición, inclinación, paralelismo o profundidad de los taladros pueden disminuir dicho rendimiento y afectar el contorno final de la excavación.

a. Taladro de alivio de diámetro muy pequeño

Figura 10

Diámetro de alivio de tamaño reducido

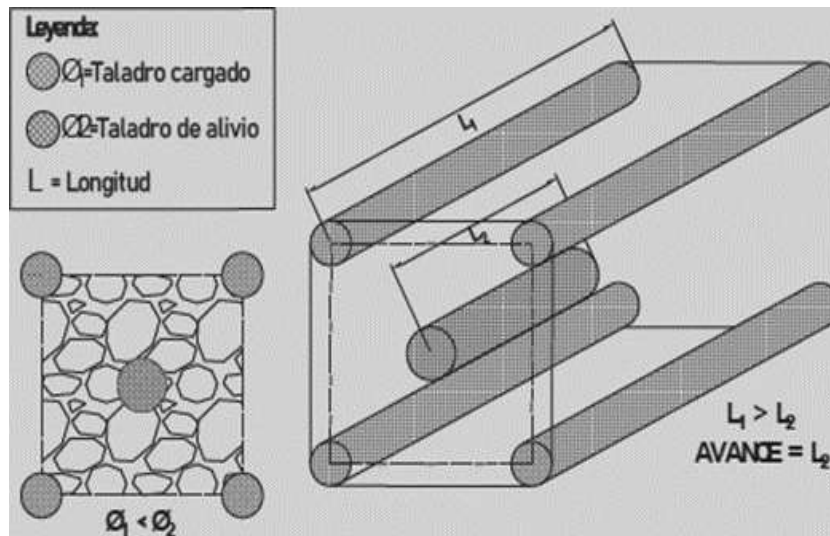


Nota. Tomada de Lunarejo Garay, 2021

b. Desviación en el paralelismo:

Figura 11

Taladro de alivio menor tamaño que el taladro de producción



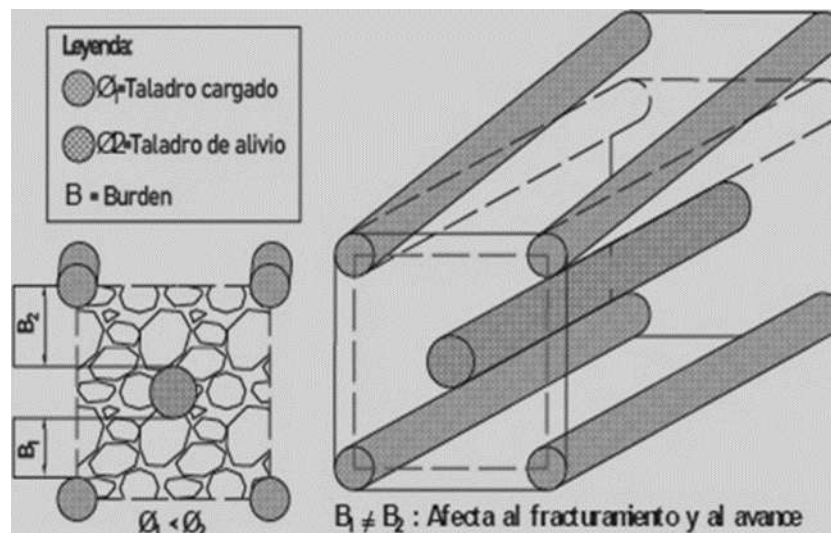
Nota. Tomada de Lunarejo Garay, 2021

c. Desviación en el paralelismo:

Los errores son significativos, especialmente si afectan el arranque del disparo.

Figura 12

Desviación en el paralelismo



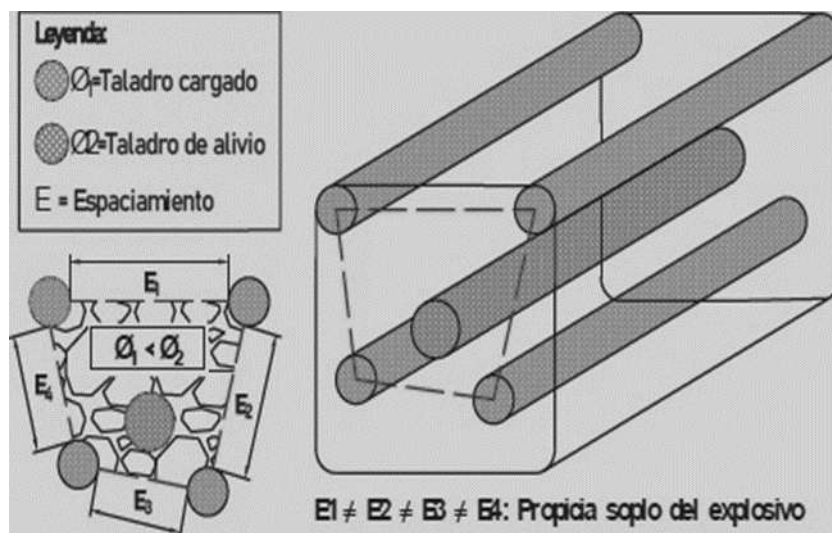
Nota. Tomada de Lunarejo Garay, 2021

d. Espaciamientos irregulares entre taladros:

Propician una fragmentación gruesa.

Figura 13

Espaciamiento irregular entre taladros

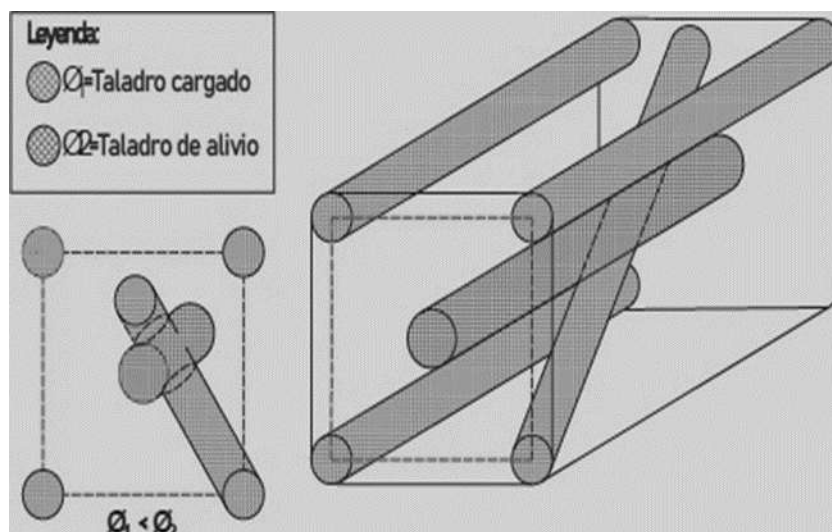


Nota. Tomada de Lunarejo Garay, 2021

e. Intersección entre taladros:

Figura 14

Taladros interceptados



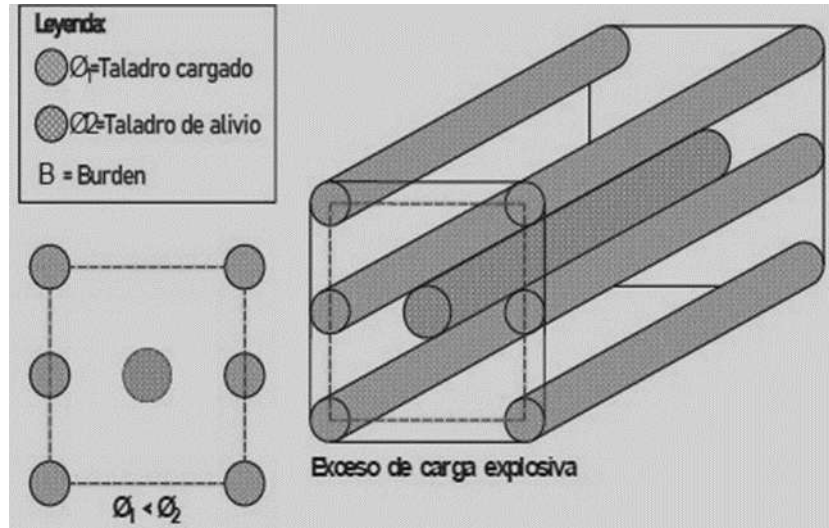
Nota. Tomada de Lunarejo Garay, 2021

f. Sobre carga (excesiva densidad de carga):

Mayor número de taladros que los necesarios o diámetros muy grandes.

Figura 15

Taladro con exceso carga explosiva



Nota. Tomada de Lunarejo Garay, 2021

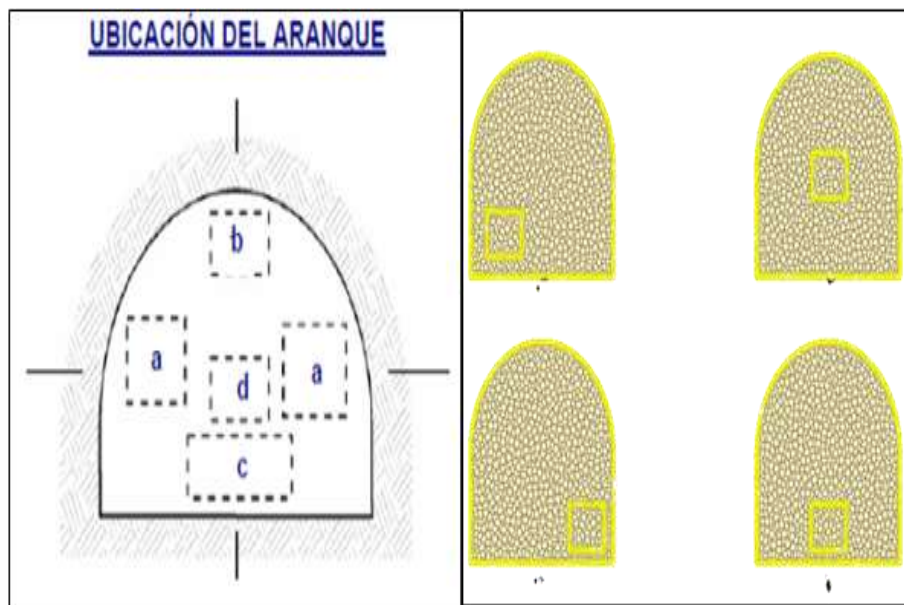
2.2.8 Diseño de arranques en minería subterránea

El principio de la palabra voladura de túneles reside, por tanto, en la abertura de una cavidad inicial, denominada corte, cuele o arranque, destinada a crear una segunda cara libre de gran superficie para facilitar la subsiguiente rotura del resto de la sección, de modo que los taladros del núcleo y de la periferia pueden trabajar destrozando la roca en dirección hacia dicha cavidad.

EXSA S., (2009) la profundidad del corte deberá ser igual a la estimada para el avance del disparo, cuando menos. La ubicación influye en la facilidad de proyección del material roto, en el consumo de explosivo y el número de taladros necesarios para el disparo.

Figura 16

Ubicación del arranque



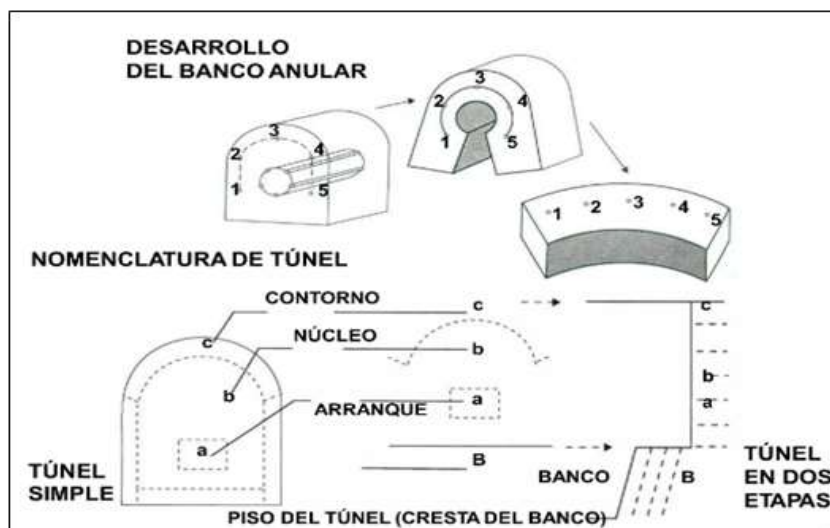
Nota. Tomada de Manual práctico de voladura EXSA, 2001

2.2.8.1 Formación de la cavidad de un frente

Los métodos de corte corresponden a las formas de efectuar el disparo en primera fase para crear la cavidad de corte, que comprenden cortes con taladros en ángulo o cortes en diagonal y cortes con taladros en paralelo.

Figura 17

Formación de la cavidad de un frente



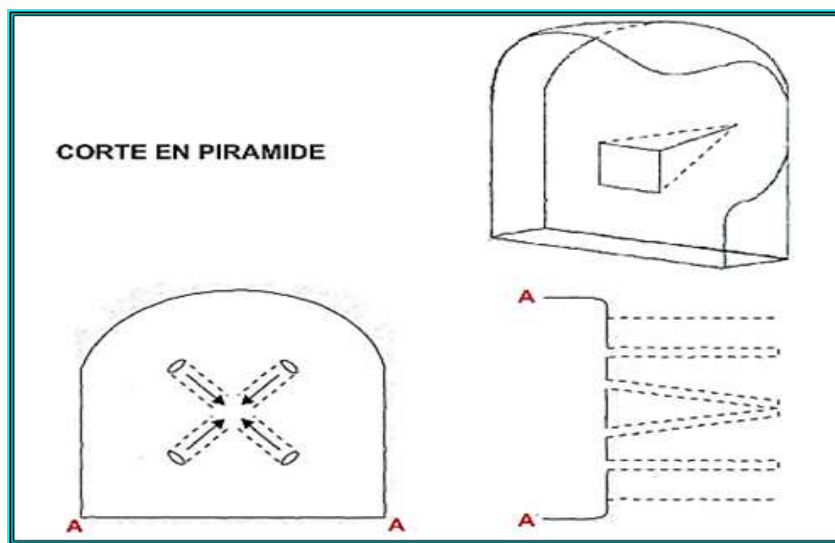
Nota. Tomada de Manual práctico de voladura EXSA, 2001

2.2.8.1.1 Corte en pirámide (center cut)

Comprende a cuatro o más taladros dirigidos en forma de un haz convergente hacia un punto común imaginariamente ubicado en el centro y fondo de la labor a excavar de modo que su disparo instantáneo creara una cavidad piramidal.

Figura 18

Corte en pirámide



Nota. Tomada de Manual práctico de voladura EXSA, 2001

2.2.8.1.2 Corte en cuña o corte en "v" (wedge cut)

Este tipo de arranque está compuesto por cuatro, seis o más taladros inclinados que convergen por pares en diferentes planos, sin coincidir necesariamente en un único punto. Después de la detonación, la disposición geométrica de los taladros genera una abertura con forma de cuña que proporciona una cara libre para las cargas posteriores. El corte puede orientarse vertical u horizontalmente y suele utilizar ángulos de perforación comprendidos entre 60° y 70°. Aunque su diseño es relativamente sencillo, el avance que permite alcanzar puede verse limitado en labores de sección reducida, debido a la dificultad para posicionar el equipo y ejecutar los taladros inclinados. Su

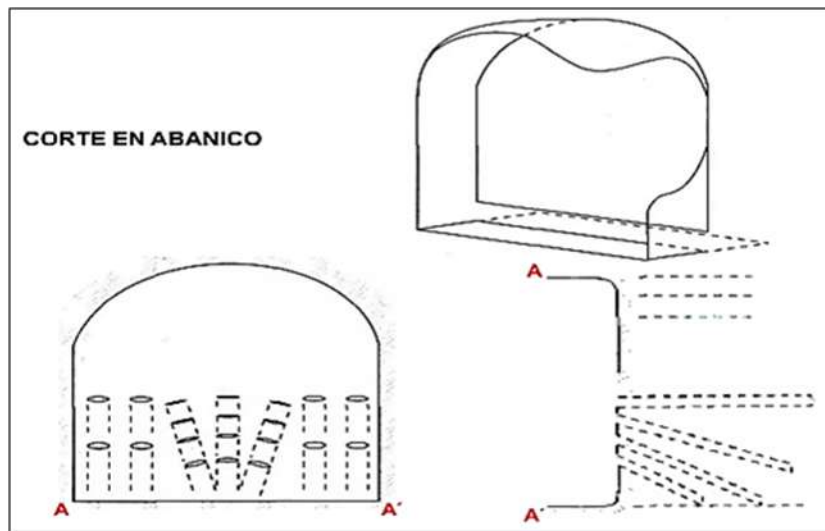
aplicación presenta mejores resultados en macizos rocosos de resistencia baja a intermedia.

2.2.8.1.3 *Corte en cuña de arrastre (drag o draw cut)*

Es prácticamente un corte en cuña efectuado a nivel del piso de la galería de modo que el resto del destroce de la misma sea por desplome. Se emplea poco en túneles más en galerías en mantos de roca suave.

Figura 19

Corte en cuña de arrastre



Nota. Tomada de Manual práctico de voladura EXSA, 2001

2.2.8.1.4 *Corte en abanicos (fan cut)*

Es similar al de arrastre, pero con el corte a partir de uno de los lados del túnel disponiéndose los taladros en forma de un abanico (divergente en el fondo). También se le denomina “corte de destroce” porque se basa en la rotura de toda la cara libre o frente de ataque del túnel. Poco utilizado, requiere cierta anchura para conseguir el avance aceptable.

2.2.8.1.5 Corte combinado de cuña y abanico

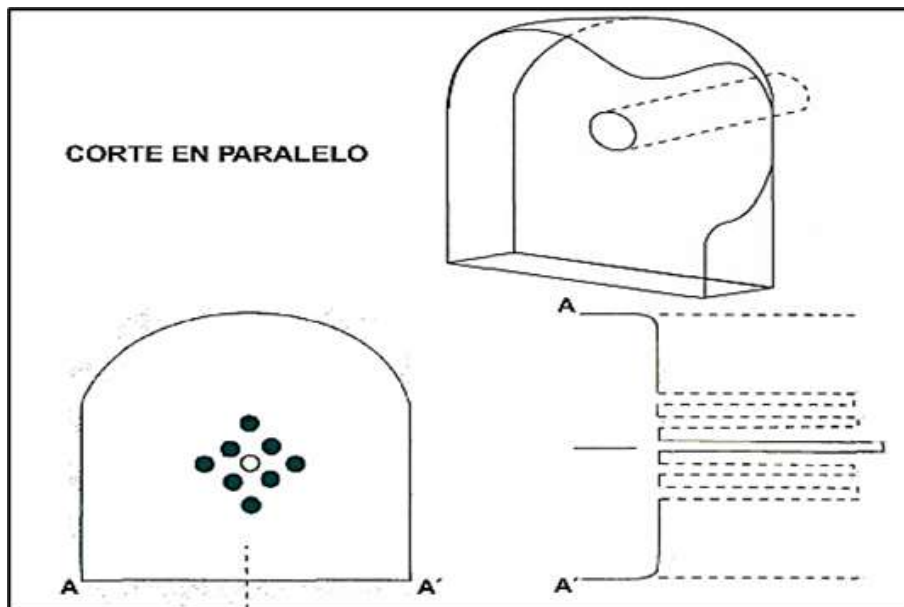
Usualmente recomendado para roca tenaz y dura hasta elástica. Útil y muy confiable, aunque es difícil de perforar.

2.2.8.1.6 Corte quemado (burn cut)

El diseño más simple es de un rombo con cinco taladros, cuatro vacíos en los vértices y uno cargado al centro. Para ciertas condiciones de roca el esquema se invierte con el taladro central vacío y los cuatro restantes cargados.

Figura 20

Corte quemado



Nota. Tomada de Manual práctico de voladura EXSA, 2001

En la investigación se adoptó un arranque de taladros paralelos. La configuración considerada estuvo compuesta por 41 taladros cargados, seis taladros de alivio y cuatro taladros rimados. La longitud efectiva de perforación fue de 13 pies para una labor con una sección de 4.50×4.30 m.

2.2.8.2 *Distribución y denominación de taladros.*

La ubicación de los taladros y la secuencia de iniciación pueden presentar distintas configuraciones, las cuales se establecen de acuerdo con las propiedades del macizo rocoso, las dimensiones de la excavación y las características del equipo de perforación. Por esta razón, el trazado de una malla puede alcanzar diferentes niveles de complejidad.

Generalmente, los taladros se organizan desde el centro hacia el perímetro del frente. El arranque ocupa la zona central y genera la primera abertura; a partir de esta cavidad, los demás taladros detonan progresivamente hasta conformar el perfil final de la excavación.

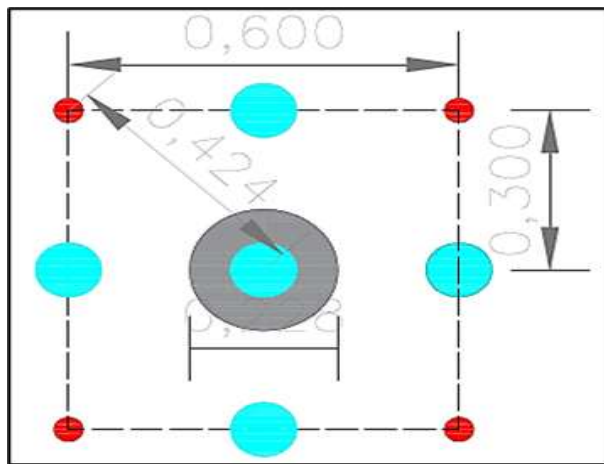
2.2.8.2.1 *Arranque o cueles*

Los taladros de arranque se encuentran en la parte central de la malla y constituyen el primer grupo de cargas que se inicia. Su función es generar una cavidad que actúe como cara libre para facilitar el desplazamiento de la roca fragmentada por los grupos posteriores. Debido a esta función, suelen presentar una concentración de carga entre 1.3 y 1.5 veces mayor que la empleada en otros sectores de la malla.

En la zona Codiciada de la Unidad Minera Morococha se emplean jumbos frontoneros Boomer S1 D de un brazo, configurados para perforaciones de 14 y 18 pies. Los rendimientos correspondientes son aproximadamente de 450 y 650 m perforados por día, respectivamente.

Figura 21

Arranque que se usa en nuestra investigación



Nota. Tomada de Manual práctico de voladura EXSA, 2001

2.2.8.2.2 Ayudas

Son los taladros que rodean a los taladros de arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial. De acuerdo a la dimensión del frente varía su número y distribución comprendiendo a las primeras ayudas (contracueles), segunda y terceras ayudas (taladros de destrozo o franqueo). Salen en segundo término.

2.2.8.2.3 Cuadradores

Son los que forman el techo o bóveda del túnel. También se les denominan taladros de la corona. En voladura de recorte o Smooth blasting se disparan juntos alzas y cuadradores, en forma instantánea y al final de toda la ronda, denominándolos en general, “taladros periféricos”.

2.2.8.2.4 Arrastre o pisos

Son los que corresponden al piso del túnel o galería; se disparan al final de toda la ronda. Se muestra en la figura.

2.2.8.2.5 Corona

Son los que corresponden al techo del túnel o galería se dispara penúltimo.

2.2.9 Modelo Matemático de Pearse

El modelo matemático de Pearse tiene en cuenta el diámetro de broca y el peso específico de roca para calcular la carga. Además, enfatiza la importancia de integrar información geológica, litológica y geomecánica con la ingeniería de voladuras. Esta integración incluye considerar la caracterización y propiedades mecánicas de la roca, parámetros geométricos como el diámetro de la perforación y el burden plantea la siguiente formula:

$$B = Kv \cdot d \cdot \left(\frac{P_s}{T_s} \right)^{1/2}$$

Donde:

B = burden máximo

Kv = constante de las características del macizo rocoso (0.7 – 1.0).

d = diámetro del taladro, in.

Ps = presión estable de la reacción del explosivo, lb/in²

Ts = ultima resistencia a la tracción de la roca, lb/in²

Finalmente se obtiene la siguiente relación matemática:

$$R = B = Kv \cdot D \cdot 10^{-3} \left(\frac{P_2}{S_{td}} \right)^{1/2}$$

Donde:

R = radio crítico

B = burden, m

D = diámetro del taladro, mm.

P2= presión de detonación de la mezcla explosiva, MPa.

Std= resistencia a la tracción dinámica de la roca, MPa.

K = factor de volabilidad de la roca. Se estima un valor de 0.7 a 1.0. En forma práctica se considera para RQD = 20 - 40, K = 0.95 (dato de campo).

Para estimar mediante el uso de una ecuación se tiene:

$$K = 1.96 - 0.27 \ln (ERQD)$$

Donde:

ERQD= Índice de calidad de la roca equivalente (Equivalent Rock Quality Design), %.

$$ERQD = RQD \times JSF$$

RQD = Índice de calidad de la roca (Rock Quality Design).

JSF = Joint Strength Factor.

2.2.9.1 *Burden (B)*

Es un factor geométrico crucial en la voladura, representando la distancia más corta entre el pozo de perforación y la cara libre. Cuando la carga es excesiva, la fragmentación resultante es basta, ya que las ondas se reflejan mínimamente o incluso son inexistentes. Además, el agrietamiento de la roca se limita al collar de perforación, y la resistencia encontrada por los gases de la explosión en el macizo rocoso conduce a la conversión de parte de esta energía en energía sísmica. Por el contrario, si se reduce la carga, se genera un exceso de energía, lo que se traduce en una fuerte proyección de rocas y un aumento de los niveles de vibraciones.

La utilización propuesta del modelo matemático de Pearse surge del siguiente razonamiento: Pearse ha propuesto una formulación que se sugiere emplear:

$$B = K_v \cdot 10^{-3} \cdot D \cdot \left(\frac{PD}{\sigma_t} \right)^{0.5}$$

$$K_v = 1.96 - 0.27 \cdot \ln(RQD \cdot JSF)$$

$$PD = \frac{\rho_e \times (VOD)^2 \times 10^{-3}}{4}$$

Dónde:

En el contexto de la perforación de rocas, los siguientes parámetros son esenciales:

B= (carga) medida en metros

D= (diámetro de perforación) medido en milímetros

Kv= (una constante determinada por las características de la roca)

RQD= (índice de calidad de la roca) expresado como porcentaje

JSF= factor de corrección (oscila entre 0,7 y 1,0)

PD= (presión de detonación) medido en Mega pascales.

En cuanto a la densidad del explosivo (g/cm³), la velocidad de detonación del explosivo (m/s) y la resistencia a la tracción de la roca intacta (Mpa), es importante señalar que esta ecuación servirá como base para la propuesta matemática.

El modelo tendrá en cuenta específicamente el RMR de Bieniawski en lugar del RQD, ya que abarca una gama más amplia de variables relacionadas tanto con la roca intacta como con sus discontinuidades. Además, este sistema de clasificación geomecánica está reconocido internacionalmente.

2.2.9.2 *Espaciamiento (E)*

Además, el espaciamiento (S) también será considerado dentro del modelo.

El espacio entre los agujeros dentro de una fila es un factor crucial que considerar. El cálculo de este parámetro está influenciado por el tipo de distribución de perforación a emplear, lo que a su vez incide en la generación de ondas de choque y en última instancia determina la fragmentación de la roca.

La ecuación $S = kB$

Representa la relación entre S y B, donde k es una constante.

Dónde:

El espaciamiento está dado en metros y la carga de igual manera; que están representados por S y B respectivamente, mientras que la constante k está determinada por las propiedades específicas de la roca.

2.2.9.3 Taco (T)

Sirve como barrera en la parte superior y/o frontal del taladro, y contiene la energía de la detonación dentro de cada taladro. Su principal finalidad es limitar e inmovilizar el gas derivado, asegurando una adecuada fragmentación de la roca. Sin la cornamusa, los gases escaparían a la atmósfera, desperdiciando una cantidad importante de energía que debería dirigirse hacia el macizo rocoso.

Tradicionalmente, los restos del proceso de perforación se utilizan como tapón. Sin embargo, estudios recientes indican que la longitud del enchufe se puede reducir en un importante 40% si el diámetro de los restos dentro del tapón corresponde a 1/25 del diámetro de la broca. La ecuación del bloque depende de la carga y el calibre de la formación rocosa. En el caso de un macizo rocoso de calidad regular a buena, el valor será el siguiente:

El valor de T es igual a 0,7 veces el valor de B.

2.2.10 Voladura

La voladura constituye un procedimiento fundamental para efectuar el arranque de roca en explotaciones mineras subterráneas y superficiales. Su finalidad es fragmentar y desplazar controladamente el macizo rocoso mediante la energía liberada por una carga explosiva. Sin embargo, solo entre el 20 % y el 30 % de esta energía contribuye directamente al fracturamiento y movimiento de la roca; la parte restante se manifiesta mediante efectos secundarios como vibraciones, onda aérea, ruido, calor y proyección de fragmentos (Ghasemi et al., 2011).

El proceso de fragmentación depende tanto de las características y el comportamiento del explosivo como de la respuesta dinámica del macizo rocoso circundante. Esta interacción se desarrolla en un intervalo muy breve e involucra fenómenos relacionados con la liberación de energía termodinámica, la propagación

de ondas de esfuerzo, la expansión de los gases y las propiedades geomecánicas de la roca. Por ello, la voladura representa un proceso rápido y complejo cuyo resultado está condicionado por múltiples parámetros de diseño y ejecución (Centro Tecnológico de Voladura EXSA S.A., 2009).

Figura 22

Voladura de una mina a tajo abierto



Nota. Elaboración propia

2.2.10.1 Voladura en frentes de avance

En la Unidad Minera Morococha, la excavación de las labores de avance se realiza mediante una malla compuesta por taladros cargados y taladros de alivio sin carga. Estos últimos se ubican principalmente en el arranque y proporcionan el espacio libre inicial hacia el cual puede desplazarse la roca fragmentada durante la detonación. Las labores presentan secciones de 4.50×4.30 m y 4.00×4.00 m.

2.2.10.2 Voladura en Breasting

En la modalidad de breasting, el frente se rellena parcialmente y se conserva aproximadamente 1 m de cara libre para ejecutar la perforación horizontal. Posteriormente, se cargan y detonan los taladros conforme con el diseño establecido.

Esta operación permite obtener entre 150 y 200 t de material fragmentado por disparo, aunque el resultado depende de las dimensiones del frente y de la longitud de perforación empleada.

2.2.10.3 Voladura Controlada

La voladura controlada emplea cargas explosivas de baja concentración lineal, generalmente desacopladas y distribuidas en taladros perimetrales con espaciamientos reducidos. Estos taladros se inician conforme con una secuencia determinada para generar un plano continuo de fractura que defina el contorno final de la excavación y limite el daño ocasionado al macizo rocoso remanente (Bernaola et al., 2013).

La cantidad de taladros requerida depende de las dimensiones y la geometría de la sección transversal de la labor. Por consiguiente, al aumentar el área del frente también se incrementan el número de perforaciones, el consumo de explosivos y el desgaste de los accesorios de perforación. Uno de los principios fundamentales de esta técnica consiste en reducir el grado de acoplamiento entre la carga explosiva y las paredes del taladro en el perímetro, con la finalidad de disminuir la concentración de energía, controlar la sobrerotura y conservar la estabilidad del contorno excavado.

EXSA (2019) sostiene que el objetivo de la voladura controlada es evitar la rotura de la roca más allá de los límites previamente definidos, o la sobre excavación. Se trata de un método único para crear superficies de cortes bien definidas y lisas sin agrietar en exceso la roca restante, lo que contribuye a aumentar su estabilidad. La estabilidad es un componente crítico de las obras subterráneas de orden permanente, ya que ayuda a prevenir riesgos como el derrumbe de techos y otros problemas, así como la estabilidad de la superficie de los taludes en los cortes de ladera. Para establecer y regular la creación de una grieta o plano de ruptura continua, que restringe la superficie última de un corte o excavación, se utilizan cargas explosivas lineales de bajas energías

colocadas en taladros relativamente próximos entre sí y disparadas simultáneamente. Se utiliza con frecuencia en labores subterráneas para aumentar el auto sostenimiento de techos y paredes y para el acabado superficial de túneles en operaciones hidráulicas o viales, con lo que se utiliza menos hormigón proyectado o shotcrete para dar soporte en las labores.

2.2.10.3.1 *Tipos de Voladura controlada en minas subterráneas*

1. Voladura precorte.

FAMESA (2019) explica que la técnica consiste en utilizar una fila de barrenos, normalmente de diámetros pequeños y muy cercanos entre sí, con cargas explosivas desacopladas y disparo instantáneo, para crear una discontinuidad o plano de fractura en el macizo rocoso antes de iniciar la explosión principal o de producción. Es posible disparar los taladros de precorte simultáneamente con los de producción, pero un poco antes, entre 90 y 120 milisegundos. Este método de voladura se aplica para evitar una excesiva sobrerotura y genera un mayor costo para emplear este tipo de voladura.

2. Voladura recorte

FAMESA (2019) describe que la voladura recorte consiste en la voladura de una sola fila de taladros con cargas de explosivo desacopladas. Este método implica una fragmentación de roca hacia un frente libre, el espaciamiento de las cargas es mayor que en caso de precorte y resulta ser menor costo emplear este tipo de voladura, la voladura se realiza después de detonación de la voladura principal o de voladura producción. Este tipo de voladura es lo que utilizamos en la unidad minera Morococha.

2.2.11 Explosivos

Se denomina explosivo a toda sustancia que por alguna causa externa (roce, calor, percusión, etc.) se transforma en gas; liberando calor, presión o radiación en un tiempo muy breve.

2.2.11.1 Tipos:

Explosivo permisible: También denominado explosivo de seguridad, se fabrica específicamente para su utilización en minas de carbón donde pueden existir atmósferas inflamables por la presencia de polvo o grisú. Se caracteriza por desarrollar una temperatura de detonación relativamente baja y producir una llama de corta duración, reduciendo la posibilidad de iniciar una mezcla explosiva en el ambiente. Su empleo requiere detonadores permisibles, explosores y ohmímetros certificados para zonas clasificadas.

Accesorios de voladura: Comprenden los dispositivos utilizados para iniciar, transmitir y controlar la secuencia de detonación de las cargas explosivas. Entre ellos se encuentran los cables de conexión, detonadores comunes, mechas de seguridad, detonadores eléctricos y no eléctricos, fulminantes, cordones detonantes y multiplicadores.

Agente de voladura: Es una mezcla formada por sustancias que, consideradas individualmente, no poseen necesariamente propiedades explosivas, pero que al combinarse pueden detonar bajo determinadas condiciones. Entre sus componentes habituales se encuentran el nitrato de amonio, el combustible líquido y otras mezclas de oxidantes y combustibles. Debido a su baja sensibilidad, generalmente no puede iniciarse directamente con un detonador y requiere un multiplicador o booster que proporcione la energía necesaria para su detonación.

2.2.11.2 Agentes y accesorios de voladura empleados en la Unidad

Minera Morococha

Emulnor: Es una emulsión explosiva encartuchada que presenta elevada resistencia al agua, adecuada potencia, mayor seguridad durante su manipulación y una calidad favorable de gases después de la detonación. Puede emplearse en

diferentes labores mineras y su procedimiento de carguío es semejante al utilizado con las dinamitas convencionales.

Tabla 2

Características técnicas de los explosivos

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS:					
	UNIDAD	EMULNOR 500	EMULNOR 1000	EMULNOR 3000	EMULNOR 5000
Densidad relativa	g/cm ³	0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1
Velocidad de detonación confinado (*)	m/s	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300
Velocidad de detonación sin confinar (**)	m/s	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300
Presión de detonación	kbar	44	95	93	88
Energía	kcal/kg	628	785	920	1010
Volumen normal de gases	l/kg	952	920	880	870
Potencia relativa en peso (***)	%	70	87	102	112
Potencia relativa en volumen (***)	%	77	120	142	159
Sensibilidad al Fulminante	—	N° 8	N° 8	N° 8	N° 8
Resistencia al agua	—	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	—	Clase 1	Clase 1	Clase 1	Clase 1

(*) Velocidad de detonación en tubo de hierro de 1 ½ pulgadas de diámetro.
(**) Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro.
(***) Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.
Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

Nota. Tomada de Famesa, 2024.

En las operaciones de la Unidad Minera Morococha se emplean cartuchos Emulnor 3000 de 1 ½" × 8" y Emulnor 1000 de 1 ½" × 12". Estos productos se utilizan para el carguío de los frentes de avance, las voladuras mediante breasting y los taladros largos.

Figura 23

Tipos de explosivos Emulnor



Nota. Tomada de Famesa explosivos 2024.

Superfam dos (Anfo): Es un agente explosivo granular compuesto con Nitrato de amonio en prills grado ANFO, un combustible líquido y un colorante. La mezcla se realiza en equipos modernos de alta precisión que, sumados a la alta calidad de los componentes, nos permite producir un agente de voladura de óptima calidad. El Nitrato de amonio con el cual se fabrica el SUPERFAM DOS presenta una alta capacidad de retención de petróleo, con lo cual obtenemos un producto más estable, de manera que no migre el combustible después de un prolongado tiempo de fabricación.

Figura 24

Superfam dos (Anfo)



Nota. Tomada de Famesa explosivos 2024.

Tabla 3*Características técnicas del superfán dos*

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS:			
		UNIDAD	SUPERFAM DOS
Densidad aparente		g/cm ³	0,80 ± 0,05
Velocidad de detonación	Confinado en tubo de fierro de 2"	m/s	3 000 ± 300
	Confinado en tubo de fierro de 4"	m/s	4 000 ± 300
Energía teórica por peso		kcal/kg	932
Volumen normal de gases		l/kg	1056
Energía relativa	Por peso	%	100
	Por volumen	%	100
Presión de detonación		kbar	51
Resistencia al agua		---	Nula
Diámetro crítico		mm	38
Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).			

Nota. Tomada de Famesa, 2024.

Accesorios de voladura

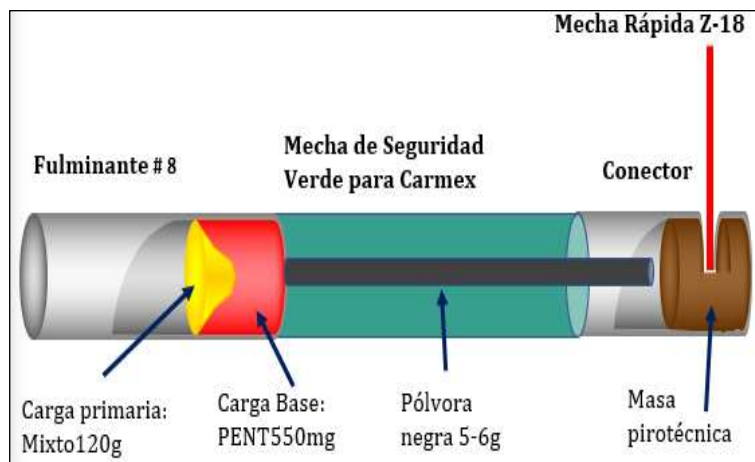
- Carmex. Longitud de 7ft, tiempo 7 minutos.
- Fanel LP (5.2-15-20) metros
- Fanel MS 5.2-15-18-20) metros
- Mecha rápida

Agente de voladura

- Emulnor de 1000 velocidad de detonación 5800 m/s
- Emulnor de 3000 velocidad de detonación 5700 m/s
- Anfo 94% de nitrato de amonio y 6% de petróleo diésel
- Pentacor 5P (5 gramos de pentrita/metro) velocidad detonación 7000m/s

Figura 25

Partes de la mecha rápida tipo Carmex



Nota. Tomada de Famesa explosivos 2024.

Figura 26

Accesorio de voladura Carmex



Nota. Tomada de Famesa explosivos 2024.

2.2.12 Macizo rocoso

Se entiende por macizo rocoso la interacción de la matriz rocosa (roca intacta) con el sistema de discontinuidades originadas por las diferentes tensiones a las que está sometida la masa rocosa. Mecánicamente los macizos rocosos son discontinuos, heterogéneos y de comportamiento anisotrópico lo que conlleva a tener variaciones en

la resistencia a la compresión simple (Fuentes, 2022). Los factores geológicos que dominan el comportamiento y las propiedades mecánicas de los macizos rocosos son:

1. La litología y propiedades de la matriz rocosa.
2. La estructura geológica y discontinuidades.
3. El estado de esfuerzos a que está sometido el material.
4. El grado de alteración o meteorización.
5. Las condiciones hidrogeológicas.

2.2.12.1 Caracterización del macizo rocoso

La caracterización del macizo rocoso se efectuó integrando la información obtenida mediante ensayos de laboratorio y evaluaciones realizadas directamente en campo. Las pruebas de laboratorio permitieron determinar las propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta, mientras que el mapeo geomecánico y los ensayos in situ, incluidas las pruebas efectuadas en los taladros, proporcionaron información para estimar el comportamiento del macizo rocoso bajo las condiciones reales de la excavación (Chinchay, 2018).

2.2.12.2 Clasificación Geomecánica del macizo rocoso

La clasificación geomecánica permite valorar la calidad del macizo rocoso mediante parámetros relacionados con la resistencia de la roca intacta, las características de las discontinuidades y las condiciones del entorno. La información obtenida constituye una base técnica para diseñar excavaciones y seleccionar medidas de sostenimiento en proyectos de ingeniería.

Entre los sistemas de uso más extendido en mecánica de rocas se encuentran el RMR propuesto por Bieniawski, el sistema Q desarrollado por Barton y el índice de resistencia geológica GSI. Estas herramientas asignan categorías o rangos de calidad

al macizo rocoso y permiten estimar sus propiedades resistentes globales a partir de las condiciones de la matriz rocosa y de sus discontinuidades (Chinchay, 2018).

2.2.12.2.1 Sistema RMR

La clasificación ha sido desarrollada por Bieniawski entre los años 1972 a 1989 y está basada en mediciones de campo de más de 300 casos de túneles. Esta clasificación toma en cuenta seis parámetros básicos que son:

1. Resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa.
2. RQD del macizo rocoso.
3. Espaciado de las discontinuidades
4. Condiciones de las discontinuidades el cual considera los siguientes parámetros: Abertura, persistencia, rugosidad, Alteración y relleno de la discontinuidad.
5. Presencia de agua
6. Orientación de las discontinuidades

2.2.12.2.2 Índice GSI (Índice de Resistencia Geológica)

El Índice de Resistencia Geológica (GSI) es un sistema de caracterización que permite valorar la calidad del macizo rocoso a partir de dos componentes principales: la estructura del conjunto rocoso y el estado de las superficies de discontinuidad. Para evaluar este último componente se consideran aspectos como la rugosidad, el grado de alteración o meteorización, el material de relleno y la persistencia de las discontinuidades.

El valor obtenido se utiliza como parámetro de entrada del criterio de falla de Hoek-Brown y contribuye a estimar la resistencia y deformabilidad del macizo rocoso. En las operaciones mineras peruanas, su aplicación se encuentra ampliamente difundida

debido a que permite realizar una evaluación visual y práctica de las condiciones geomecánicas observadas en campo.

2.2.12.2.3 Sistema Q de Barton

Es el índice de calidad de túneles: “El índice Q” de clasificación de macizos rocosos fue desarrollado en noruega en 1974 por Barton, Lien y Lunde, todos del instituto geotécnico de Noruega. Su desarrollo presenta una mayor contribución al tema de clasificación de macizos rocosos por las siguientes razones: El sistema fue propuesto con base a análisis de 221 casos históricos de túneles en Escandinavia, es un sistema de clasificación cuantitativo y es un sistema ingenieril que facilita el diseño de sostenimiento para túneles.

El índice Q, propuesto por Barton et al. (1974), permite cuantificar la calidad de un macizo rocoso considerando varios aspectos de su estructura y condición. Matemáticamente, se expresa como:

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

Donde cada componente refleja una característica específica del macizo:

El RQD (Rock Quality Designation) representa el porcentaje de bloques de roca de tamaño significativo, indicando la continuidad e integridad del macizo; por otra parte J_n , el índice de diaclasado, mide la densidad y disposición de las discontinuidades presentes. Por su parte, J_r indica la rugosidad de las superficies de fractura, lo que influye directamente en la resistencia al deslizamiento, y J_a cuantifica el grado de alteración o meteorización de esas discontinuidades, factor que disminuye la cohesión del macizo. Además, J_w actúa como un factor de reducción por la presencia de agua, considerando cómo la humedad puede lubricar las fracturas y disminuir la resistencia, y finalmente, SRF (Stress Reduction Factor) integra la influencia de las tensiones y condiciones especiales de esfuerzo que pueden comprometer la estabilidad de la roca.

2.3 Generalidades de la unidad minera

2.3.1 Ubicación de la mina

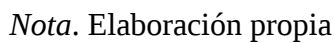
La Unidad Minera Morococha está localizada en el distrito de Morococha, provincia de Yauli, departamento de Junín, a una altitud aproximada de 4500 m s. n. m. El acceso se realiza mediante la carretera Central, a la altura del kilómetro 142.

El distrito minero se emplaza sobre un relieve accidentado de características alpinas, con elevaciones comprendidas aproximadamente entre 4400 y 5000 m s. n. m. El punto de mayor altitud corresponde al Yanashinga, que alcanza los 5480 m s. n. m. La configuración del terreno incluye valles glaciares con perfiles en forma de “U”, en cuyos fondos se encuentran lagunas dispuestas escalonadamente, entre ellas Huacracocha y Huascacocha. Asimismo, la presencia de estrías de origen glaciar y acumulaciones morrénicas evidencia los intensos procesos de glaciación ocurridos anteriormente en esta zona.

Las condiciones climáticas son frías durante todo el año. La temporada húmeda se extiende desde noviembre hasta abril y se caracteriza por precipitaciones, nevadas y granizadas. El periodo restante corresponde a la estación seca, durante la cual disminuyen las precipitaciones y se registran temperaturas más bajas. En verano, la temperatura fluctúa entre 3 y 20 °C, mientras que en invierno varía entre -4 y 14 °C. Los vientos pueden alcanzar velocidades comprendidas entre 45 y 50 km/h.

Geográficamente, el distrito se ubica aproximadamente en las coordenadas 8 717 596 N y 375 577 E, dentro de la región central de la sierra peruana, tal como se presenta en la Figura 27.

Ubicación de la mina



El ingreso terrestre a la Unidad Minera Morococha se realiza principalmente por la carretera Central. Anteriormente, la operación también disponía de un ramal conectado con el Ferrocarril Central, utilizado para transportar los concentrados producidos en la unidad.

Vías de accesos a la Unidad Minera Morococha

Nota. Elaboración propia

58

2.3.2.1 Fisiografía

El distrito minero de Morococha se encuentra en un entorno montañoso de topografía accidentada. Las altitudes aumentan aproximadamente desde los 4400 m s. n. m. en el sector occidental hasta cerca de los 5000 m s. n. m. en la parte oriental de la mina. La mayor elevación corresponde al Yanashinga, cuya cima alcanza los 5480 m s. n. m. Parte de su vertiente occidental permanece cubierta por una masa glaciaria, lo que evidencia la influencia de antiguos procesos de glaciación en la configuración fisiográfica de la zona.

2.3.2.2 Geomorfología

La geomorfología del distrito minero de Morococha se caracteriza por valles con perfil en “U”, cuyos fondos están ocupados por lagunas escalonadas, entre las cuales destacan las lagunas de Huacracocha y Huascacocha. La presencia de estrías glaciares y depósitos morrénicos indica que la región fue fuertemente modelada por procesos de glaciación en el pasado, dejando evidencia clara de la acción de antiguos glaciares sobre el relieve.

2.3.2.3 Clima

La región presenta un clima predominantemente frígido, caracterizado por la presencia de dos estaciones claramente diferenciadas. La primera, más húmeda, se extiende de noviembre a abril e incluye precipitaciones frecuentes en forma de nieve y granizo, mientras que la segunda corresponde a la estación seca, durante el resto del año, con temperaturas bajas y lluvias escasas. La mayor parte del terreno se encuentra cubierta por pastos naturales, destacando especialmente la Paja Brava o Paja Ichu, que constituye la vegetación típica de los ecosistemas de altura peruana.

2.3.3 Historia de la mina

La explotación de minerales en el distrito de Morococha posee antecedentes que se remontan al periodo prehispánico. Antes de 1500, durante el dominio incaico, se desarrollaron trabajos artesanales destinados a recuperar metales de valor. Posteriormente, alrededor de 1760, mineros de origen español comenzaron a explotar minerales oxidados con contenido de plata, dando inicio a una actividad más organizada en el distrito (INGEMMET, 2010).

A mediados del siglo XIX, aproximadamente en la década de 1850, la familia Pflücker inició la extracción de algunas vetas argentíferas e instaló una planta de amalgamación de pequeña capacidad en el sector de Tuctu. En 1861, Antonio Raimondi efectuó investigaciones geológicas en Morococha y determinó que los depósitos presentaban leyes minerales relativamente elevadas (INGEMMET, 2010).

Entre 1906 y 1908 comenzaron a operar en la zona las compañías Backus & Johnston del Perú y Morococha Mining Company. En 1915, esta última fue reorganizada e incorporada a Cerro de Pasco Mining Company, empresa que en 1918 también adquirió las participaciones de Backus & Johnston en el distrito. Para 1924, la producción alcanzaba aproximadamente 1500 t diarias de minerales sulfurados con leyes superiores al 6 % de cobre (INGEMMET, 2010).

Cerro de Pasco Mining Company mantuvo el control del distrito minero durante aproximadamente 55 años. En 1974, la operación fue nacionalizada por el Estado peruano y pasó a integrar la empresa estatal Centromin Perú. Posteriormente, como consecuencia del proceso de privatización desarrollado desde la década de 1990, la mina atravesó diferentes administraciones privadas, hasta quedar bajo la titularidad de empresas relacionadas con Pan American Silver. Actualmente, la operación se encuentra a cargo de Alpayana.

2.3.4 Geología Regional

El distrito minero de Morococha ha sido objeto de numerosos estudios realizados por investigadores nacionales y extranjeros, debido a la complejidad de su configuración geológica y a la importancia de sus recursos minerales. En esta zona se reconocen diferentes estilos de mineralización, entre ellos vetas, mantos, cuerpos de geometría irregular y depósitos diseminados. Estas estructuras constituyen fuentes importantes de cobre, plata, plomo y zinc, además de contener cantidades menores de tungsteno (INGEMMET, 2010). La distribución espacial de las principales unidades se presenta en el plano geológico regional de la Figura 28.

La secuencia estratigráfica se inicia con las rocas paleozoicas del Grupo Excelsior, consideradas las unidades más antiguas del distrito y constituyentes del núcleo del Domo de Yauli. Sobre este basamento, mediante una discordancia angular, se encuentra el Grupo Mitu, representado localmente por los volcánicos Catalina. Por encima se dispone la sucesión carbonatada del Grupo Pucará, cuyos afloramientos se extienden a ambos lados del anticlinal. Estas calizas hospedan diferentes manifestaciones minerales en forma de vetas, mantos y cuerpos.

La columna continúa con las rocas del Grupo Goyllarisquizga, cuya base está conformada por un conglomerado rojizo, seguido por areniscas, lutitas rojas y niveles de cuarcita. En la parte superior de la secuencia se encuentran las unidades carbonatadas del Cretácico, correspondientes a las formaciones Chúlec, Pariatambo y Jumasha (INGEMMET, 2010).

El magmatismo del distrito comenzó durante el Pérmico con la emisión de andesitas y dacitas que forman parte de los volcánicos Catalina. Durante el Mesozoico se produjeron nuevos flujos volcánicos y el emplazamiento de diques. La actividad ígnea alcanzó su mayor intensidad hacia finales del Terciario, periodo en el cual se

emplazaron la diorita Anticona, la monzonita cuarcífera y varios pórfidos cuarcíferos. Estos cuerpos intrusivos tuvieron una participación importante en la generación y distribución de la mineralización.

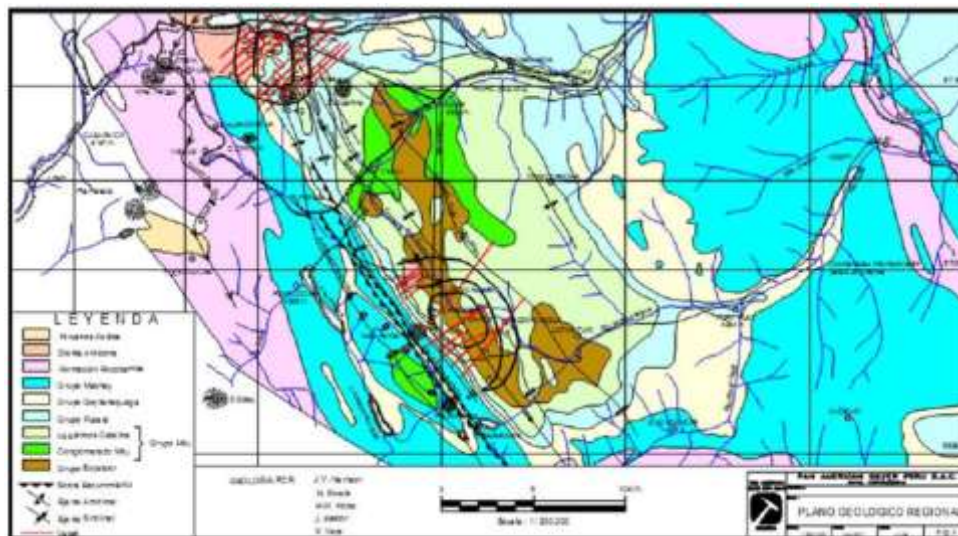
La principal estructura regional corresponde al Domo de Yauli, que se extiende aproximadamente 35 km desde el sector de San Cristóbal hasta Morococha. Dentro de esta unidad sobresale el anticlinal de Morococha como una de las estructuras más representativas del distrito. La evolución tectónica comprende al menos dos episodios de plegamiento. El primero, ocurrido antes del Mesozoico, deformó intensamente las filitas del Grupo Excelsior; el segundo se inició hacia finales del Cretácico y produjo el plegamiento de las secuencias carbonatadas.

El proceso de fracturamiento comenzó al final del Cretácico debido a esfuerzos compresivos con orientación predominante este-oeste, responsables de la formación del anticlinal. La persistencia de estos esfuerzos generó posteriormente fallas de cizallamiento con dirección noroeste-sureste. La interacción entre los eventos tectónicos, la diversidad litológica y la actividad magmática creó condiciones favorables para el desarrollo de diferentes depósitos minerales.

Después del plegamiento y de la formación de fracturas tensionales ocurrió el principal episodio de mineralización. Este proceso estuvo asociado con los stocks San Francisco y Gertrudis, cuyos fluidos hidrotermales residuales circularon a través de las estructuras existentes y originaron vetas, mantos y cuerpos mineralizados en el distrito de Morococha (INGEMMET, 2010).

Figura 28

Plano geológico regional



Nota. Tomada de departamento de geología

2.3.5 Estratigrafía

En la Mina Morococha, la secuencia litológica se extiende desde el Paleozoico hasta el Cretácico Superior, y que están comprendidos dentro de las siguientes unidades litológicas. (Ver Figura 29).

Figura 29

Columna Estratigráfica General del Distrito Morococha

ERA	SISTEMA	UNIDADES ESTRATIGRÁFICA	ROCAS INTRUSIVAS	SIMBOLOGÍA
Cenozoico	Cuaternario	Dep. aluviales		
		Dep. Glaciares		
		Dep. fluvio-glaciares		
		Dep. coluviales		
	Terciario		Mz/granod.	
Mesozoico	Cretáceo	Fm Jumasha	Diorita	
		Fm Pariatambo		
		Fm Chulec		
		Grupo Goyllarisquiza		
	Triásico-Jurásico	Grupo Pucará		
Paleozoico	Pérmico-Triásico	Grupo Mitú		
	Devoniano	Grupo Excelsior		

Nota. Tomada de departamento de geología

2.3.5.1 Grupo Excelsior (Silúrico – Devónico)

El Grupo Excelsior, de edad Silúrico-Devónica, corresponde a las unidades más antiguas reconocidas en la región. Sus principales afloramientos se localizan fuera del distrito de Morococha, en sectores como Yauli, Carahuacra, San Cristóbal y Andaychagua, donde constituye el núcleo del Domo de Yauli. Sin embargo, su presencia también ha sido confirmada dentro de la mina Morococha, específicamente en el Nivel 1700, a aproximadamente 518 m por debajo de la superficie, a lo largo del Túnel Kingsmill

El espesor total de esta unidad no ha sido determinado con exactitud en el distrito; no obstante, Harrison (1943) estimó una potencia aproximada de 1,800 m para una

secuencia equivalente en los alrededores de Tarma, permitiendo inferir su desarrollo regional. Desde el punto de vista litológico, el Grupo Excelsior está conformado principalmente por lutitas y filitas de tonalidades que varían entre negro y verde olivo, con intercalaciones locales de calizas y derrames volcánicos. Estas rocas se presentan intensamente plegadas, foliadas y atravesadas por lentes irregulares de cuarzo lechoso, rasgos que se asocian a un metamorfismo regional.

2.3.5.2 Grupo Mitu (Pérmico)

En el distrito minero de Morococha, el Grupo Mitu está representado por los Volcánicos Catalina, también conocidos como Formación Yauli, estos constituyen la fase volcánica de este grupo. Estas unidades conforman el núcleo del Anticlinal Morococha, extendiéndose desde superficie hasta el Nivel 1700, incluyendo el sector del Túnel Kingsmill. Los principales afloramientos se encuentran en la parte sur del distrito, particularmente en el área de Cajoncillo, siguiendo el eje del anticlinal, aunque su desarrollo es más amplio en las zonas de Yauli y San Cristóbal.

Estratigráficamente, los Volcánicos Catalina se disponen en discordancia angular sobre las filitas del Grupo Excelsior. La secuencia inferior está compuesta por derrames lávicos de composición dacítica y andesítica, de color gris a verde, que intemperizan a tonalidades marrón chocolate. En los niveles superiores predominan brechas volcánicas, aglomerados y tufos. Asociadas a estas rocas se reconocen vetas bien definidas y persistentes, con rumbos comprendidos entre N50° y 70°E, que contienen mineralización de cobre, plata, plomo y zinc.

2.3.5.3 Grupo Pucará (Triásico – Jurásico)

El Grupo Pucará, de edad Triásico-Jurásica, se encuentra ampliamente expuesto en los sectores central y norte del distrito, así como en ambos flancos del anticlinal Morococha. Está constituido predominantemente por calizas de color gris claro a

blanco, las cuales se apoyan discordantemente sobre el Grupo Mitu y alojan importantes vetas, mantos y cuerpos mineralizados.

Este grupo ha sido subdividido en tres formaciones principales. La Formación Chambara está compuesta por intercalaciones de calizas, tufos, lutitas bituminosas y cherts, alcanzando una potencia máxima aproximada de 1,500 m. Sobre esta unidad se dispone la Formación Aramachay, caracterizada por una alternancia de areniscas, lutitas, tufos, cherts y rocas fosfáticas, con un espesor máximo cercano a 600 m. Finalmente, en la parte superior del grupo se encuentra la Formación Condorsinga, constituida por intercalaciones de calizas, lutitas y areniscas, cuya potencia alcanza aproximadamente 2,900 m.

2.3.5.4 Grupo Goyllarisquizga (Cretáceo Inferior)

Representado por una secuencia de conglomerado rojo basal en aparente concordancia sobre la caliza Pucará. Luego suceden areniscas y lutitas rojas, capas de cuarcita de 6 a 15 m de espesor y capas de caliza gris inter estratificada con derrames lávicos o diques de diabasa y basalto. Toda esta secuencia está expuesta al Norte, Noreste y Suroeste de Morococha. Los horizontes basálticos son amigdaloides, y los diabásicos son porfiríticos. Al Norte del distrito se conocen hasta 12 horizontes con espesores de 3 a 61 m, mientras que, al Suroeste, sólo se conocen 3, con espesores de 5 a 15 m.

2.3.5.5 Grupo Machay

Representado por una inter-estratificación de calizas, expuestas en las afueras del distrito, al Suroeste y Oeste, en las áreas de Buenaventura, Galera y Ticlio. El Grupo Machay, que yace en concordancia sobre el Grupo Goyllarisquizga, consiste de una caliza gris azulada, masiva con restos de fósiles, en la parte inferior. Luego una caliza

gris clara que contiene horizontes de caliza carbonosa, lutácea, margosa y caliza fosfatada.

2.3.5.6 Rocas Intrusivas (Terciario)

La actividad ígnea en Morococha inició durante el Pérmico. Las andesitas y dacitas de los Volcánicos Catalina son las rocas ígneas más antiguas. Los flujos volcánicos y diques, inter-estratificados con rocas sedimentarias del Jurásico y Cretáceo, indican que durante el Mesozoico continuó la actividad ígnea. La mayor actividad ocurrió a fines del Terciario con las intrusiones de la diorita Anticona, la monzonita cuarcífera y el pórfido cuarcífero.

2.3.6 Geología local

Durante la etapa de mineralización, fluidos hidrotermales residuales, probablemente derivados de los stocks San Francisco y Gertrudis, penetraron el distrito de Morococha, dando origen a vetas, mantos, cuerpos irregulares y mineralización diseminada.

La distribución de los minerales tiene un claro patrón de zonación tanto lateral como vertical. En el sector central del distrito, asociado directamente a los stocks y a las zonas de contacto con calizas alteradas, predomina la mineralización cuprífera. En este ámbito, el cobre se presenta principalmente en forma de vetas y diseminaciones dentro de los intrusivos, y en las calizas se desarrolla como cuerpos irregulares. Los minerales metálicos más representativos de esta zona son enargita, calcopirita y tetraedrita, siendo escasa la presencia de esfalerita y galena. La pirita y la magnetita constituyen la ganga dominante.

Hacia zonas periféricas se desarrolla un dominio con predominio de zinc y plomo, donde la esfalerita y la galena son los minerales más abundantes, acompañados subordinadamente por calcopirita. En este sector, la ganga está compuesta

principalmente por pirita, cuarzo, rodocrosita y calcita, y la mineralización se aloja preferentemente en mantos y cuerpos dentro de las calizas.

En los márgenes del distrito existe una zona enriquecida en plomo y plata, caracterizada por galena argentífera y freibergita, con contenidos de plata que pueden alcanzar valores elevados, además de esfalerita. Los minerales de ganga más comunes incluyen rodocrosita, calcita, baritina y cuarzo.

Además, se observa una zonación vertical, tanto en vetas como en cuerpos mineralizados, donde la pirita predomina en profundidad, seguida por asociaciones cupríferas y, finalmente, por minerales de zinc y plomo hacia niveles superiores. La esfalerita muestra dos generaciones, una temprana rica en hierro de tonalidad oscura y otra más tardía, de coloración más clara, reflejando una disminución progresiva del contenido de Fe hacia las zonas externas. Asimismo, se ha identificado lixiviación hidrotermal hipogénica que afecta principalmente a las vetas de zinc-plomo, siguiendo una secuencia de remoción mineral que inicia con la baritina y culmina con los carbonatos (Lacy y Hosmer, 1956).

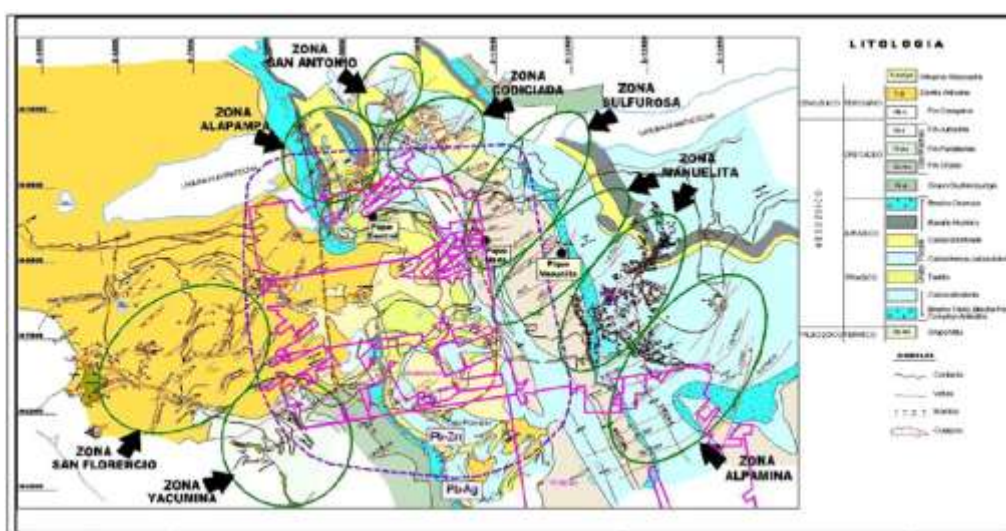
La generación mineralógica más reciente está constituida por galena, esfalerita, tetraedrita y minerales carbonatados con contenidos elevados de plata. Su presencia en sectores alejados de las zonas sometidas a una lixiviación intensa sugiere que estos minerales podrían haberse formado mediante la removilización y posterior precipitación de los componentes previamente lixiviados (Petersen, 1965).

La distribución y formación de los minerales en el distrito de Morococha estuvieron condicionadas principalmente por factores estructurales, litológicos, mineralógicos y fisicoquímicos. Las principales características de la geología local se presentan en la

Figura 30

Figura 30

Columna estratigráfica generalizada de la región



Nota. Tomada de departamento de geología

2.3.7 Geología Estructural

2.3.7.1 Plegamiento

El Domo de Yauli constituye la estructura tectónica de mayor importancia regional. Presenta una configuración alargada, con aproximadamente 33 km de longitud y 22 km de ancho. En su interior se distinguen tres anticlinales principales cuyos ejes mantienen orientaciones aproximadamente paralelas. De oeste a este se encuentran los anticlinales de Pomococha, San Cristóbal–Morococha y Ultimum–Yauli.

Los ejes de estas estructuras poseen un rumbo medio de N35°W, coincidente con la orientación tectónica predominante de los Andes centrales peruanos. El domo presenta una geometría claramente asimétrica: su flanco oriental registra buzamientos moderados de entre 30° y 40°, mientras que el occidental muestra inclinaciones más elevadas, comprendidas entre 60° y 80°.

La deformación involucra unidades litoestratigráficas cuyas edades se extienden desde el Devónico hasta el Terciario Inferior. Esta relación permite inferir que la

configuración principal del domo se habría completado hacia las etapas finales de este último periodo.

En el sector de Morococha, la estructura de mayor relevancia es el anticlinal Morococha–San Cristóbal, ubicado en la parte septentrional del Domo de Yauli. Este pliegue también posee una marcada asimetría y presenta en su núcleo las rocas volcánicas del Grupo Catalina. La orientación de su eje cambia aproximadamente de N20°W en el sector sur a N40°W hacia el norte. Asimismo, el eje muestra una inclinación de entre 10° y 15°, característica que contribuye a su configuración dómica.

En el contexto regional se han identificado dos episodios principales de plegamiento. El primero ocurrió antes del Mesozoico y produjo una deformación intensa, principalmente en las filitas del Grupo Excelsior. El segundo afectó las secuencias sedimentarias mesozoicas; comenzó hacia finales del Cretácico y continuó durante las etapas iniciales y medias del Terciario.

2.3.7.2 *Fracturamiento*

Las estructuras de fracturamiento más importantes del distrito de Morococha están relacionadas con los esfuerzos compresivos desarrollados al final del Cretácico, durante el denominado Plegamiento Peruano. En esta etapa, la actuación de esfuerzos tectónicos con orientación dominante este–oeste contribuyó a la formación inicial del anticlinal de Morococha.

Posteriormente, el incremento de la compresión durante el Plegamiento Incaico hizo que las rocas excedieran su capacidad de deformación dúctil y respondieran mediante un comportamiento frágil. Como resultado, se formaron dos fallas inversas de alcance regional, cuyos trazos son aproximadamente paralelos a la orientación general de los estratos. La primera corresponde a la falla Toldo–Potosí, situada en el

flanco oriental del anticlinal; la segunda es la falla Gertrudis, localizada en el flanco occidental. Ambas estructuras presentan buzamientos comprendidos entre 45° y 70°, pero se inclinan en direcciones contrarias.

Durante la fase final del Plegamiento Incaico ocurrió un periodo importante de actividad magmática, cuyo resultado fue el emplazamiento de la diorita Anticona en la parte occidental del distrito.

Más adelante, durante el Plegamiento Quechua, el anticlinal de Morococha continuó sometido a esfuerzos compresivos, simultáneamente con la intrusión de monzonita cuarcífera. En superficie, este cuerpo aparece dividido en varios stocks; sin embargo, en profundidad muestra una tendencia a integrarse en una masa intrusiva continua. La acción conjunta de la compresión tectónica y el emplazamiento del intrusivo de Morococha intensificó el levantamiento y arqueamiento del anticlinal.

Este proceso generó fracturas tensionales dispuestas aproximadamente de manera perpendicular al eje del pliegue. En el sector sur del distrito, dichas estructuras presentan rumbos cercanos a N70°E y están representadas por las vetas Milagro 1 y Minero Manuelita, entre otras. Hacia el norte predomina una orientación aproximada de N50°E, como se observa en la veta San Antonio.

2.3.8 Geología Económica

La mina Morococha, operada por la empresa Minera Argentum S.A., constituye uno de los principales centros de producción de minerales polimetálicos en la región. La operación registra una producción diaria aproximada que fluctúa entre 2 400 y 2 500 toneladas de mineral, con contenidos económicos de plata (Ag), cobre (Cu), plomo (Pb) y zinc (Zn).

La mineralización explotada se distribuye en varias zonas estructural y mineralógicamente diferenciadas, estos concentran vetas y cuerpos mineralizados de

diversa geometría y continuidad. Las principales áreas productivas se distinguen las siguientes:

La Zona Codiciada está caracterizada por un conjunto de vetas polimetálicas, entre las que destacan Alianza, Ramal Alianza, Isabel, María Luisa y Elizabeth, así como por la presencia de cuerpos mineralizados masivos y mantiformes, tales como Rosita y el Cuerpo Manto X, los cuales contribuyen de manera significativa a la producción del yacimiento.

Mientras, la Zona Alapampa alberga estructuras mineralizadas importantes como la veta Morro Solar, la veta Kris y el Manto Esperanza. Dentro de esta zona se encuentra la veta Lorena, que constituye el principal objeto de la presente evaluación geológico-económica, debido a su potencial de continuidad y contenido metálico.

La mina Manuelita concentra su producción en un sistema complejo de vetas, entre las que se incluyen Paola, 10, 11, 6, Carolina, Muchcapata, Daniela y Sarita, las cuales presentan variaciones en potencia, ley y control estructural.

Finalmente, la Zona Sulfurosa, localizada adyacente a la mina Manuelita, está conformada por vetas de carácter predominantemente sulfurado, entre las que sobresalen San Gerardo, Milagros y Minero 356, complementando el aporte de mineral polimetálico al conjunto de la operación.

2.3.8.1 Tipos de estructuras mineralizadas

La complejidad geológica del distrito de Morococha, así como la interacción entre rocas de distinta composición y episodios intrusivos sucesivos, han favorecido el desarrollo de diversos estilos de mineralización. Estos estilos reflejan tanto el control litológico como la influencia estructural e hidrotermal asociada al emplazamiento de los cuerpos intrusivos.

Uno de los principales tipos corresponde a los cuerpos mineralizados desarrollados en zonas de contacto. Estos se distribuyen preferentemente en el entorno de los stocks intrusivos San Francisco y Gertrudis, donde entran en contacto con las calizas del Grupo Pucará. En estas zonas, la roca carbonatada ha experimentado una intensa alteración metasomática, transformándose en asociaciones de silicatos hidratados, lo que permitió la formación de cuerpos mineralizados de geometría irregular. La mineralización se originó principalmente por procesos de reemplazamiento de la caliza previamente alterada.

Otro estilo importante de mineralización está presentado por las vetas, estas se desarrollan controladas por sistemas de fracturas y fallas generadas durante los eventos tectónicos regionales. Estas vetas se concentran en áreas cercanas a los mismos cuerpos intrusivos mencionados, y su emplazamiento se ve favorecido por la presencia de calizas del Grupo Pucará alteradas hidrotermalmente. A diferencia de los cuerpos de contacto, las vetas presentan una geometría más tabular y continuidad estructural, aunque localmente muestran irregularidades relacionadas con variaciones litológicas y estructurales.

2.3.8.2 Zonas y estructuras mineralizadas en actual explotación

Las actividades extractivas de la mina Morococha se distribuyen principalmente en tres sectores que contienen vetas y cuerpos mineralizados con continuidad geológica, leyes económicamente aprovechables y condiciones geomecánicas compatibles con su explotación.

La zona Codiciada representa uno de los sectores con mayor actividad operacional. Su mineralización está conformada por un sistema de vetas polimetálicas que comprende las estructuras Ramal Alianza, Isabel, Milet, Rubí, María Luisa y Elizabeth, además del cuerpo mineralizado Rosita.

En la zona Manuelita se explota un sistema de vetas de configuración compleja, entre las cuales se encuentran Paola, 10, 11, 6, Carolina, Muchcapata, Daniela y Sarita. Las diferencias en la geometría y composición metálica de estas estructuras influyen en la selección de los métodos de explotación empleados en cada sector.

Por otro lado, la zona Alapampa contiene vetas y cuerpos mantiformes de interés económico. Entre sus estructuras más representativas se encuentran las vetas Morro Solar, Kris y Lorena, así como el Manto Esperanza.

2.3.8.3 Mineralogía.

Los depósitos minerales reconocidos en el distrito de Morococha corresponden a sistemas hidrotermales, desarrollados principalmente como vetas de relleno de espacios abiertos y como cuerpos generados por reemplazamiento a lo largo de fracturas que afectan rocas volcánicas e intrusivas.

La mineralización metálica está dominada por asociaciones de plata, plomo, zinc y cobre, presentándose en forma de sulfuros y sulfosales tales como galena argentífera, esfalerita, calcopirita, jamesonita y tetraedrita, los cuales constituyen la base del valor económico del yacimiento.

Los minerales de ganga asociados a estas estructuras hidrotermales incluyen principalmente cuarzo y sílice, acompañados por pirita, arsenopirita y calcita.

A) HIPOGÉNICOS:

Menas, se tiene: Galena, Chalcopirita, Tenantina Tetraedrita, Colita, Molibdenita, Esfalerita, etc.

Ganga, se tiene: Cuarzo, Pirita, Fluorita, Calcita, Rodocrosita, Rodonita, Anhidrita, Yeso, Shaolita, etc.

Zonificación geológica de la Unidad Minera Morococha



Reservas de la Unidad Minera Morococha

Nota. Tomada de Panamerican Silver

Reservas de Alpayana

75

Total Alapampa		2104662	142.6	0.6	1.3	4	147
Manuelita	Probad	1291270	188.6	0.3	1.5	3.8	163
	Probable	787743	173.2	0.3	1.4	3.2	144
Total Manuelita		2077013	182	0.3	1.5	3.6	156
Codiciada	Probad	1702123	137.6	0.3	1.3	4.4	144
	Probable	1226648	166.8	0.2	1.3	3.4	143
Total Codiciada		2928771	149.8	0.3	1.3	4	143
TOTAL GRAL.		7112435	1578	0.38	1.37	3.87	148

Nota. Tomada de Panamerican Silver

Tabla 7

Reserva de manto

Estructura	Reserva	TMS_Tot	gr Ag	% Cu	% Pb	% Zn	U S\$
Manto Angela Oeste	Probad	132200	83	2.19	0.36	1.85	122
Manto Angela Oeste	Probable	28680	70	1.46	0.45	2.45	106
Manto Angela Este	Probable	1065430	120	0.33	1.75	5.13	151
TOTAL		1226310	116	0.66	1.57	4.71	147

Nota. Tomada de Panamerican Silver

Tabla 8

Reserva de mantos y vetas

Estructura	TMS Tot	Ag g/t
Manto Angela Este	1065430	120.5
Manto Angela Oeste	160860	80.8
Morro Solar	141510	171.4
San Antonio	111150	152.2
Milagros 1	86620	53.8
Ramal Unión 68	72707	84.3
San Gerardo	71400	119.1
Leticia	66530	204.8
La Joven	62070	231.2

Minero 378	61980	110.2
Venecia	56270	244.9
San Luis 7	47660	166.4
Carmen Julia	44290	660
Guillermina	39930	134
Ramal minero 378	22555	203.9
TOTAL	2104652	142.6

Nota. Tomada de Panamerican Silver

2.3.9 Método de Explotación de la UM Morococha

La selección del método de explotación depende de ciertos parámetros relacionados como la calidad geomecánica del mineral, las rojas encajonantes, las dimensiones, forma y buzamiento de la estructura mineralizada. Por esta razón se optan por métodos donde el operador no ingresa a la labor o tajeo y la extracción se realiza con equipo operado a control remoto y también métodos donde el operador si ingresa a la labor previamente sostenida y segura. Por otro lado, son importantes también los aspectos económicos como la ley de corte, distribución de ley del mineral, costo de la preparación y costo del minado, el minado masivo o selectivo, grado de mecanización influyen en la decisión de la selección del método de minado. Existen varios métodos de selección cuantitativa del método de minado, un método conocido y empleado en la industria minera es el método propuesto por Nicholas y modificada por L. Miler, R. Pakalnis & R. Poulin (1995), que considera una serie de parámetros como la geometría general del yacimiento, potencia, buzamiento, distribución de leyes, profundidad, calidad del macizo rocoso y niveles de esfuerzos inducidos.

En la Unidad Minera Morococha, las actividades de explotación se desarrollan actualmente en las zonas Codiciada, Manuelita y Alapampa, donde se emplean distintos métodos de minado en función de la geometría de las estructuras mineralizadas y de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso. Entre los métodos utilizados destacan el minado por taladros largos en subniveles, así como el

método de corte y relleno ascendente mecanizado, el cual incorpora esquemas de perforación tipo breasting.

1. Cámara y Pilares.

Tabla 9

Reserva de cámaras y pilares

Reserva	TMS	Ag	%C	%P	%Z	US
	Tot	g/t	u	b	n	\$
Probado	3584896	156	0.44	1.31	3.95	149
Probable	3527639	158	0.32	1.43	3.78	148
TOTAL	7112435	157	0.38	1.37	3.87	148
GRAL.						

Nota. Tomada de Panamerican Silver

2.3.9.1 Taladros largos por Sub Niveles (Sub level Stoping)

Este método de explotación se aplica en cuerpos de tipo manteado desarrollados en formaciones de caliza y conglomerado, cuyas dimensiones varían entre 4,0 y 120,0 m de extensión, presentando una potencia promedio del cuerpo mineralizado del orden de 20,0 m. Para la extracción del mineral se diseñan cámaras con secciones aproximadas de 6,0 m por 4,0 m, complementadas con la construcción de accesos ubicados, como mínimo, en ambos extremos del tajo, con una sección transversal de 4,0 m por 4,0 m.

La pendiente de dichos accesos se establece en función de la altura del banco, sin superar una gradiente positiva del 13 %, hasta alcanzar un desnivel máximo de 15,0 m respecto al nivel inicial del piso. El desarrollo del tajo se realiza a lo largo de una longitud que puede alcanzar hasta 500 m, avanzando en dirección a la caja techo o a la caja piso, según las condiciones geológicas y geomecánicas del yacimiento.

Seguidamente, se procede con el arranque del mineral mediante la habilitación de chimeneas de cara libre bajo el método VCR, cuyas longitudes corresponden a la altura total del banco. Estas chimeneas permiten la conformación de cámaras dispuestas de manera paralela, con una separación entre ejes que varía entre 10 y 20 m. El sistema de ventilación de la labor se define en esta etapa, integrándose a un circuito de desfogue previamente establecido, el cual se amplía progresivamente mediante la construcción de nuevas chimeneas conforme avanza el desarrollo ascendente del tajo. El diseño final de las cámaras se ajusta a los parámetros obtenidos del estudio geomecánico del macizo rocoso.

El ciclo de operaciones unitarias comprende las siguientes actividades:

A. Perforación: La perforación se inicia en uno de los extremos de las cámaras, donde se localiza la chimenea de cara libre VCR, y culmina en el acceso principal de la cámara. Esta actividad se ejecuta de manera mecanizada utilizando equipos Simba disponibles en la unidad minera Morococha, el cual cuenta con dos equipos de este tipo. Cada equipo tiene barras de perforación de 5 pies de longitud, con una capacidad de hasta 10 barras en el carrusel. Los taladros ejecutados presentan longitudes que varían entre 10,0 y 15,0 m, utilizando brocas de 64 mm de diámetro. La malla de perforación cubre un área promedio de 20,0 m por 20,0 m, con un espaciamiento entre taladros de 1,2 m y un burden de 1,5 m, manteniendo la inclinación establecida en el diseño. De acuerdo con los rendimientos obtenidos, para un volumen aproximado de 3 000 toneladas de mineral fragmentado se requiere perforar alrededor de 750 m lineales, con un promedio de 50 taladros, actividad que se completa en un período aproximado de 15 días.

- B. Voladura:** Para el carguío de los taladros se emplean explosivos del tipo emulsión y ANFO, seleccionándose los accesorios de voladura tales como fulminantes, cordón detonante no eléctrico, Carmex y mecha rápida, en función de las características del terreno y de la malla de perforación diseñada. La proporción y el tipo de explosivo varían según las condiciones geomecánicas del macizo rocoso. La secuencia de disparo se ejecuta en retirada, iniciándose desde la chimenea de cara libre VCR y avanzando progresivamente hacia el ingreso del tajo.
- C. Limpieza:** Acarreo y Transporte: Para la limpieza de mineral se emplea un Scoop de 6.0 yd³, 7.2 yd³ y 9 yd³ a control remoto (telemando) la cantidad de mineral que será extraído va depender del programa semanal de aporte, la carga rota será transportado hacia la cámara de acumulación.
- D. Sostenimiento:** El sostenimiento en este tipo de método se realiza en la ventana superior antes de empezar con la voladura mediante cable bolting ya sea de 15, 10 y 7 metros. Esto va depender de la cantidad de cortes que se va realizar. Una vez comunicado con la ventana inferior se realiza el relleno para ello el sostenimiento de cable bolting da la estabilidad en el techo del tajo ya minado. Las ventanas de extracción tienen que estar bien seguras para no perturbar con el ciclo de minado sobre todo en la extracción. La ventana de extracción va la recomendación de la siguiente manera (Shot. 2" + Malla (N°8) + P. Swellex 7' @1.5m + Shot. 2") cuando el terreno es de tipo IV 4 con un RMR-35.

2.3.9.2 Corte y relleno ascendente mecanizado

Para la preparación del método se estableció una altura de 100 m entre los niveles principales. Posteriormente, se inicia el desarrollo mediante la construcción de una

rampa auxiliar con una sección de 4.00×4.00 m y una pendiente positiva de +13%, permitiendo superar un desnivel de 7.50 m respecto al nivel del piso inicial.

Posteriormente, se ejecuta una rampa de acceso al tajo (ventana), con una pendiente negativa de -15% y una longitud aproximada de 30 m. Esta rampa facilita la explotación de cinco cortes del manto mineralizado, cuyo espesor varía entre 2.0 y 7.0 m. El desarrollo se realiza en dirección al manto hasta alcanzar una longitud aproximada de 100 m.

Finalmente, se acondicionan las chimeneas de ventilación y los echaderos de mineral necesarios, permitiendo dar inicio a la etapa de explotación. Durante un ciclo operativo se alcanzan producciones mensuales del orden de 5,000 a 6,000 toneladas métricas, en un tiempo efectivo de trabajo de 15 a 20 días. Dicho ciclo comprende la ejecución de los siguientes trabajos:

A. Perforación: la perforación se realiza de manera mecanizada mediante el uso de equipos Jumbo, empleando barras de 14 y 16 pies de longitud y brocas de 45 mm de diámetro. El esquema de perforación corresponde al método de breasting en bancada, con una altura de corte que varía entre 3.5 y 4.0 m. La malla de perforación considera un espaciamiento entre taladros de 1.5 m y un burden de 1.1 m, manteniendo una inclinación horizontal. La sección del frente de perforación es de $5.0 \text{ m} \times 4.0 \text{ m}$. En el caso de breasting ciego, la altura del corte se limita a 3.5 m.

B. Voladura: Para la carga de los taladros se utilizan explosivos del tipo emulsión y ANFO. Los sistemas de iniciación comprenden fulminantes no eléctricos, cordón detonante, Carmex y mecha rápida. La selección del tipo de explosivo, así como su proporción, depende de las características geomecánicas del macizo

rocoso y del diseño de la malla de perforación, variando según las condiciones del terreno.

C. Limpieza, Acarreo y Transporte: Las operaciones de limpieza y acarreo del mineral se realizan mediante equipos Scooptram con capacidades de 6.0, 7.2 y 9.0 yd³. El material extraído es transportado hacia las cámaras de acumulación ubicadas en las proximidades de la cámara de carguío. La distancia de transporte varía entre 150 y 280 m, dependiendo de la capacidad de la cuchara utilizada. Una vez terminada la limpieza del mineral, se procede al relleno mecanizado del tajo empleando desmonte y relave, los cuales pueden ser utilizados de manera individual o combinada, de acuerdo con su disponibilidad. Para esta actividad se utilizan los mismos equipos Scooptram, considerando un ciclo promedio de relleno de 5 a 7 días por tajo. En el breasting con bancada, el relleno se ejecuta de manera continua después de cada disparo, mientras que, en el breasting ciego, el relleno se realiza a lo largo de toda la extensión del tajeo, dejando una distancia aproximada de 1.5 m entre la corona y el nivel del relleno.

Rebatido (pivoteo) del acceso

Concluida la explotación del corte, se lleva a cabo el rebatido o pivoteo del acceso, operación necesaria para habilitar el ingreso al siguiente corte de explotación.

D. Sostenimiento: El macizo rocoso presenta condiciones geomecánicas clasificadas como Fracturado Regular (F/R -Tipo C), Fracturado Pobre (F/P - Tipo C) y Muy Fracturado Regular (MF/R - Tipo D), según el sistema GSI, lo que equivale a valores de RMR comprendidos entre 35 y 45. Para estas condiciones se ha estimado un tiempo de autosoporte que varía desde inmediato hasta un máximo de tres días. El sistema de sostenimiento empleado en los tajeos consiste en la instalación de pernos de fricción tipo Split Set de 7 pies de

longitud, con un espaciamiento de 1.2×1.2 m, complementados con mini Split Set de 5 pies, además de malla electrosoldada de calibres N. ° 8 y 10. El sostenimiento se ejecuta de forma mecanizada mediante equipos BOLTEC, permitiendo la instalación de pernos de fricción y pernos helicoidales, reduciendo significativamente la exposición del personal durante esta operación.

2.3.9.3 Cámaras y pilares con corte y relleno ascendente mecanizado

El método de cámaras y pilares con corte y relleno ascendente mecanizado se aplica en cuerpos mineralizados de tipo manteado emplazados en formaciones calizas, cuyos desarrollos longitudinales varían aproximadamente entre 4.0 y 120.0 m. El diseño geométrico considera cámaras con dimensiones que oscilan entre 6.0×4.0 m y 8.0×5.0 m, así como pilares de sección cuadrada comprendidos entre 4.0×4.0 m y 5.0×5.0 m, definidos en función de la estabilidad del macizo rocoso.

El acceso inicial se realiza mediante la construcción de una rampa auxiliar de sección 4.00×4.00 m, con una pendiente positiva de +13 %, permitiendo, superar un desnivel aproximado de 10.50 m respecto al nivel base. Posteriormente, se desarrolla una rampa de acceso al tajo (ventana) con una pendiente negativa de -15 % y una longitud cercana a 35 m, lo que posibilita la explotación de hasta siete cortes consecutivos a través del cuerpo mineralizado.

El desarrollo del tajo alcanza longitudes de hasta 150 m, avanzando hacia la caja techo o la caja piso, según la disposición del manto. La apertura inicial del mineral se ejecuta mediante la conformación de cámaras dispuestas de manera paralela, con una separación entre ejes de aproximadamente 10.0 m y una sección promedio de 4.00×4.00 m. De manera paralela al avance del tajo, se define y ajusta el sistema de ventilación, el cual se integra a un circuito de desfogue previamente establecido y se

complementa con la construcción progresiva de chimeneas conforme se produce el ascenso del frente de explotación. En la etapa final, y previa evaluación geomecánica, pueden ejecutarse desquinces en retirada.

El ciclo de operaciones unitarias comprende las siguientes actividades:

A. Perforación: La etapa de perforación se inicia con la ejecución de desquinces destinados a la conformación de pilares de 4.0×4.0 m, garantizando el cumplimiento del diseño geométrico establecido. La perforación se ejecuta a partir de la intersección con el cuerpo manteado, empleando el método de breasting mecanizado. Para esta actividad se utilizan equipos Jumbo, con barras de perforación de 14 y 16 pies y brocas de 45 mm de diámetro. La sección promedio del frente de perforación es de 6.0×4.0 m, con una malla definida por un espaciamiento entre taladros de 1.5 m y un burden de 1.1 m, manteniendo orientación horizontal. Los rendimientos operativos indican que, para un volumen equivalente a aproximadamente 1,800 toneladas de mineral fragmentado, se requiere la ejecución de alrededor de 190 taladros, labor que se completa en un periodo aproximado de 7 días. En condiciones operativas alternativas, la perforación mecanizada mediante Jumbo de dos brazos demanda la ejecución de aproximadamente 330 taladros para el mismo tonelaje, con un tiempo de ejecución cercano a los 10 días. La carga de los taladros se realiza empleando explosivos del tipo emulsión y ANFO, utilizando sistemas de iniciación no eléctrica que incluyen fulminantes, cordón detonante, Carmex y mecha rápida. La selección y proporción de los explosivos se ajusta en función de las características del terreno y del diseño de la malla de perforación.

B. Limpieza, Acarreo y Transporte: La remoción y transporte del mineral fragmentado se realiza mediante equipos Scooptram con capacidades de 6.0 yd^3 .

El material es trasladado hacia las cámaras de carguío, considerando un tiempo promedio de ejecución de cinco días para esta actividad.

C. Relleno y Pivotear el Acceso a un Nuevo Corte: Una vez finalizada la limpieza del mineral, el tajo es relleno de manera mecanizada utilizando desmonte y relave, los cuales pueden emplearse de forma individual o combinada, dependiendo de su disponibilidad operativa. Esta actividad se ejecuta con los mismos equipos Scooptram empleados en el acarreo, y presenta una duración aproximada de cinco días por tajo. Terminado el relleno, se realiza el pivoteo o reorientación del acceso con la finalidad de habilitar el ingreso al siguiente corte de explotación.

D. Sostenimiento: El macizo rocoso de la Unidad Minera Morococha presenta variabilidad en sus características geomecánicas, siendo clasificado, según el sistema GSI, como Fracturado Regular (F/R -Tipo C), Fracturado Pobre (F/P -Tipo C) y Muy Fracturado Regular (MF/R -Tipo D). Estas condiciones corresponden a valores de RMR comprendidos entre 35 y 45, para los cuales se ha estimado un tiempo de autososte que varía entre inmediato y hasta tres días, dependiendo del tipo de roca.

El sistema de sostenimiento considera la instalación sistemática de pernos de fricción tipo Split Set de 7 pies de longitud, con espaciamientos variables de 1.5×1.5 m, 1.2×1.2 m y 1.0×1.0 m, dispuestos en arreglo triangular y complementados, cuando las condiciones lo requieren, con malla electrosoldada. La instalación del sostenimiento se realiza de manera mecanizada mediante equipos Boltec, los cuales permiten la colocación de pernos de fricción y pernos helicoidales, reduciendo significativamente la exposición del personal durante esta operación.

2.4 Definición de términos

1. Barras

Son elementos metálicos de acero, macizos o tubulares, que se acoplan entre sí y permiten transmitir la energía de impacto generada por el martillo perforador hacia la broca, ubicada en el extremo final. También pueden presentarse geometrías hexagonales, cilíndricas u otras configuraciones, y como distintos sistemas de acoplamiento, tales como rosca corrida, roscado estándar o cono de embone liso.

2. Brocas

Las brocas constituyen el elemento de corte colocado en el extremo de la columna de perforación. Su función es transmitir la energía recibida hacia el fondo del taladro para penetrar y fragmentar la roca. De acuerdo con la configuración de sus insertos, se distinguen los siguientes tipos:

- a) Brocas con plaquitas o insertos.
- b) Brocas provistas de botones.
- c) Brocas escariadoras, también denominadas rimadoras.

Los diámetros empleados habitualmente son 38, 45 y 64 mm, destinados principalmente a las labores de sostenimiento, la perforación de frentes de avance y la ejecución de taladros largos, respectivamente.

3. Optimización.

Es un proceso técnico orientado a mejorar la eficiencia de una operación o sistema productivo, mediante la disminución de costos, la mejora del rendimiento y el aumento de la productividad en las actividades mineras.

4. Explosivo

Es la sustancia química capaz de liberar grandes cantidades de energía en forma de gases, presión y temperatura, al ser activada por un estímulo adecuado, generando consecuencias destructivas sobre el medio que la rodea.

5. Cebo

Es el elemento iniciador de la voladura conformado generalmente por un explosivo tipo emulsión y un detonador (Carmex), siendo su función asegurar el inicio y la correcta propagación de la detonación en la columna explosiva

6. Mecha de seguridad

Es el accesorio de voladura conformado internamente por pólvora negra, cuya función principal es transmitir la chispa hasta el fulminante. Externamente está recubierta por capas protectoras de papel y material plástico. Tiene una velocidad de combustión aproximada de 150 m/s.

7. Fulminante Común

Es un dispositivo iniciador de la voladura conformado por un casquillo metálico, normalmente de aluminio, que contiene compuestos altamente sensibles como azida de plomo, tricinato y PETN. Su diámetro es compatible con la mecha de seguridad convencional.

8. Cordón Detonante

Es un elemento explosivo continuo que contiene PETN (pentrita) como carga principal. Se emplea para garantizar la transmisión uniforme de la detonación a lo largo de la columna explosiva, con una elevada velocidad de detonación cercana a 7,000 m/s.

9. Mecha Rápida

Es un Accesorio de voladura que contiene en su interior una composición pirotécnica, reforzada con alambres conductores y recubiertos con una envoltura

plástica. Esto se utiliza para activar de manera segura la mecha lenta mediante un sistema de acople con casquillo ranurado.

10. Carmex

Es un sistema iniciador compuesto por una mecha lenta, un fulminante N.º 8 y un casquillo ranurado, construido para permitir una conexión segura con la mecha rápida y asegurar el inicio de la detonación.

11. Emulsión Explosiva

Es un explosivo comercial elaborado a partir de una mezcla de nitrato de amonio, derivados del petróleo y otros componentes en menos proporciones. Se conoce por su alta resistencia al agua y por tener una adecuada velocidad de detonación, lo que permite su uso como cebo en voladuras.

12. Taladro

Perforación cilíndrica realizada en el macizo rocoso con el objetivo de alojar la carga explosiva necesaria para la fragmentación del material.

13. Avance

Es la longitud efectiva promedio que se obtiene producto de los disparos hechos en frentes de una galería o crucero.

14. Burden

Es la distancia más corta del taladro donde se almacenará el explosivo al taladro de alivio.

15. Espaciamiento

Es la separación que existe entre dos taladros consecutivos que contienen carga explosiva dentro de una malla de perforación.

16. Fanel

Es el sistema de iniciación no eléctrico compuesto por un fulminante N.º 12 y un tubo de choque encargado de transmitir la señal de detonación, el cual termina en un conector plástico que permite su acople al cordón detonante. Tiene identificaciones visibles en el conector y en la etiqueta.

17. Malla de perforación

Es la distribución geométrica de los taladros en un frente de trabajo, definido principalmente por la relación entre burden, espaciamiento y profundidad del taladro, factores que influyen directamente en el resultado de la voladura.

18. Vibración

Es el movimiento oscilatorio que se propaga a través de un medio sólido o líquido como consecuencia del paso de una onda de deformación generada por una voladura.

19. Voladura Controlada

Es el conjunto de técnicas aplicadas para limitar la sobreexcavación y obtener un perímetro final estable, como precorte, recorte, taladros de alivio en el contorno o voladura amortiguada.

20. Tiro soplado

Es el disparo deficiente en el cual no se logra una adecuada fragmentación ni desplazamiento del material, con el riesgo de ocurrir la expulsión del explosivo o una detonación incompleta. Normalmente se origina por una carga mal dosificada, selección inadecuada del explosivo, deficiente iniciación o ausencia de taco inerte.

21. Tiro retardado

Es una anomalía poco frecuente en la que la carga explosiva detona después del intervalo previsto. Puede originarse por un funcionamiento defectuoso del detonador de retardo o por una mecha de seguridad deteriorada o con una velocidad de

combustión anormalmente baja. Debido a que el disparo no ocurre en el momento programado, representa un riesgo considerable para la seguridad del personal.

22. Taladro confinado

Es la condición que se presenta luego de la voladura, el material se fragmenta, pero no se desplaza, dando la apariencia de que el frente no fue perforado. Suele ocurrir en taladros de arranque y provoca que los demás taladros queden soplados.

23. Tiro cortado

Es el disparo que no se produce debido a fallas en el iniciador, el sistema de transmisión o el explosivo. Tiene un alto riesgo, ya que no siempre es visible a simple vista, por lo que el frente debe lavarse cuidadosamente con agua a presión antes de su inspección.

24. Taladros anillados

Taladros en los que la detonación solo rompe la porción cargada con explosivo, permaneciendo intacta la parte frontal del macizo rocoso, formando una especie de cascarón de roca.

25. Tacos

Los tacos en un frente se aprecian a simple vista. Son taladros que han quedado con una longitud determinada.

26. Tiros prematuros

Es la situación en la cual un taladro detona antes de tiempo establecido en la secuencia de disparo, lo que aumenta la probabilidad de que existan tiros cortados o soplados.

CAPÍTULO III

III. MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION

3.1.1 Tipo de investigación

El presente trabajo de investigación es de tipo aplicado y cuantitativo.

Es una investigación aplicada debido a que, tal como señalan Sánchez y Reyes (2006), representan una puesta en práctica del saber científico con la finalidad de transformar los conocimientos teóricos en tecnología e innovación utilizable, en este contexto, no se pretende formular nuevas leyes físicas sobre la fragmentación, sino aplicar los modelos analíticos existentes de Pearse y Konya para resolver un problema operativo y económico real en el frente de trabajo. Asimismo, posee un enfoque cuantitativo, ya que se vale de mediciones métricas exactas, datos topográficos y registros numéricos de como para evaluar variables tangibles como el porcentaje de sobre rotura, el factor de carga lineal, el avance neto por disparo y los costos de sostenimiento.

3.1.2 Nivel de investigación

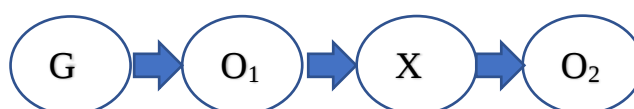
La investigación se enmarca estrictamente en el nivel explicativo. Ya que los estudios explicativos van más allá de solo la descripción o correlación, ya que están dirigidos a responder por las causas de los eventos físico y operativos. En este frente, el trabajo determina de qué manera el cambio y la optimización en la geometría de la malla de perforación y el control de la carga explosiva actúan como causa directa para mitigar y reducir las voladuras deficientes y las sobre roturas perimetrales del macizo rocoso.

3.1.3 Diseño de la investigación

De acuerdo con la naturaleza de las operaciones unitarias evaluadas en campo y considerando las características del estudio, la presente investigación adopta un diseño cuasi experimental. Este enfoque es el adecuado debido a que se realiza una manipulación deliberada y controlada de la variable independiente (la geometría y parámetros de la malla) en una labor real y en explotación, donde no es posible asignar los frentes de disparo de manera completamente aleatoria.

Específicamente, se asume el modelo de diseño de preprueba-postprueba con un solo grupo, estructurado originalmente bajo criterios metodológicos de Campbell y Stanley (1966) y tipificado formalmente en la literatura científica por Hernández (2014, p. 141).

El esquema representativo del diseño se detalla a continuación



Donde los componentes se operacionalizan en la labor minera de la siguiente manera:

G: Representa al grupo único de estudio, constituido por los frentes de avance ejecutados de forma secuencial en el Crucero 113 SE (Nivel 4025, zona Codiciada).

O₁: Constituye la medición inicial o preprueba (Pre-test). Consiste en el registro y levantamiento topográfico de los primeros 20 disparos operados bajo la malla empírica tradicional de la contrata, donde se evidenció la sobre rotura crítica promedio de 14.08

X: Representa la introducción del tratamiento experimental o variable independiente, que consiste en la aplicación en campo de la nueva malla de perforación calculada analíticamente mediante las ecuaciones mecánicas de Pearse y Konya.

O₂: Constituye la medición final o posprueba (Post-test). Consiste en la evaluación cuantitativa de los 20 disparos posteriores a la implementación, registrando los nuevos indicadores de sobre rotura, eventos de desate y el volumen de shotcrete de contorno para verificar la efectividad causal del diseño técnico.

3.2 Población y muestra

3.2.1 Población

Según Oseda, D (2008) “La población es el conjunto de individuos que comparten por lo menos una característica, sea una ciudadanía común, la calidad de ser miembros de una asociación voluntaria o de una raza, la matrícula en una misma universidad, o similares”. Para la presente investigación la población está compuesta por todas las voladuras de sección completa en las labores de desarrollo que se viene ejecutando la empresa Gestión Minera Integral S.A., en la unidad Minera Morococha.

Para Hernández Sampieri (2018), "una población es el conjunto de todos los casos que concuerdan con una serie de especificaciones" (p. 65).

3.2.2 Muestra

Oseda, Dulio (2008:122) define que “la muestra es una parte pequeña de la población o un subconjunto de esta”, que sin embargo posee las principales características de aquella. Esta es la principal propiedad de la muestra (poseer las principales características de la población) la que hace posible que el investigador, que trabaja con la muestra, generalice sus resultados a la población”. La muestra para la investigación en tal sentido son las voladuras de sección completa realizada en el CX 113 SE de sección 4.5 x 4.3 m, de longitud 900 m.

Selección de muestra es intencionada

3.3 Formulación de la hipótesis

3.3.1 Hipótesis general

El diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya, influye positivamente en la reducción de la sobre rotura en el CX 113 SE – Unidad Minera Morococha, 2025.

3.3.2 Hipótesis específico

- a) El diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya, influirá positivamente en la eficiencia del avance del CX 113 SE.
- b) El diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya, influirá positivamente en la mejora del factor de carga del CX 113 SE.
- c) El diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya, influirá positivamente en la estabilidad del macizo rocoso del CX 113 SE.

3.4 Variables e indicadores

Tabla 10

Operacionalización de variables

Variable	Definición Conceptual	Indicadores	Tipo de variable
Variable independiente X: Diseño de malla de perforación	La malla de perforación corresponde a la configuración geométrica de los taladros que integran un diseño de voladura. Para cada taladro se establecen parámetros como posición, diámetro, longitud, inclinación, burden y espaciamiento. Su diseño tiene como finalidad alcanzar una fragmentación adecuada, mejorar el avance lineal, controlar el consumo de explosivos, reducir los costos de perforación y definir la secuencia de iniciación y salida de las cargas. Asimismo, debe contribuir a la seguridad y estabilidad de la excavación. La determinación de sus parámetros depende principalmente de las condiciones geológicas y geomecánicas del macizo rocoso, las dimensiones de la labor y los resultados esperados de la voladura.	Burden y espaciamiento N° de Taladros Longitud de perforación	Cuantitativo
Variable dependiente Y: Reducción de sobre rotura	Los indicadores de voladura son variables cuantificables utilizadas para evaluar los resultados obtenidos después de ejecutar las operaciones de perforación y voladura. Estos permiten determinar el grado de cumplimiento de los objetivos previamente establecidos y analizar el desempeño técnico y económico del disparo. Además, facilitan la comparación entre diferentes periodos o diseños de malla, la identificación de desviaciones y la formulación de medidas correctivas para controlar los parámetros operacionales y sustentar la toma de decisiones.	Avance por disparo Factor de Carga % de sobre rotura	Cuantitativo

3.5 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.5.1 Técnica de recolección de datos

La información requerida para la investigación se obtuvo mediante la observación directa de las operaciones, la medición de los parámetros en campo, la supervisión de la perforación y el registro de los tiempos operacionales de los equipos utilizados en el CX 113 SE. Estas técnicas se complementaron con la revisión documental de reportes internos, registros históricos y fuentes bibliográficas relacionadas con la perforación y voladura.

Durante el trabajo de campo se registraron los siguientes indicadores:

- a) Longitud perforada y metros lineales de avance.
- b) Cantidad de taladros por disparo.
- c) Número de cartuchos empleados en cada taladro.
- d) Volumen de roca fragmentada.
- e) Tonelaje de material obtenido.
- f) Cantidad de explosivo consumido, expresada en kilogramos.
- g) Porcentaje de sobrerotura.
- h) Avance efectivo alcanzado por disparo.
- i) Porcentaje de cumplimiento del avance programado.

3.5.2 Instrumentos de recolección de datos

Carrasco (2006) y Arias (2016) señalan que un instrumento de recolección de datos es un recurso físico o digital diseñado para registrar, organizar y conservar la información necesaria para una investigación. Estos instrumentos permiten sistematizar los datos obtenidos durante las observaciones y mediciones, facilitando su posterior procesamiento y análisis.

Los datos recolectados se asentaron utilizando instrumentos físicos y digitales de alta precisión, garantizando la fiabilidad de la información:

Fichas de control de voladura (Planillas de campo): Para el registro manual de la cantidad de explosivos por taladro (Anfo, Emulnor), tiempos de retardo y longitud real perforada (14 pies).

Estación Total Topográfica: Instrumento tecnológico clave para el levantamiento del perfil real de la labor tras la limpieza del disparo, permitiendo calcular mediante software el porcentaje exacto de sobre rotura.

Reportes de sostenimiento y seguridad de guardia: Registro logístico para contabilizar el volumen exacto de shotcrete lanzado de relleno m³ y el número de eventos de desate manual de rocas sueltas requeridos en la corona.

3.6 Técnicas de procesamiento y análisis de datos

Desde el punto de vista científico, el análisis consiste en desmenuzar la información recogida examinando cada una de sus partes, lo cual permite la obtención de sus características más relevantes; en conclusión, analizar es ordenar las relaciones y consecuencias que surjan de la información obtenida (Niño, 2011, pág. 104). Para cumplir con este precepto en la presente investigación, el procesamiento se ejecutará de forma secuencial mediante dos etapas complementarias:

3.6.1 Procesamiento estadístico y numérico

Toda la información recopilada en las planillas de campo y los reportes topográficos mensuales se ordenará y tabulará inicialmente utilizando el software Microsoft Excel. En esta etapa se consolidarán las medias aritméticas de los avances lineales y los porcentajes de sobre excavación. Posteriormente, estos datos se trasladarán al software especializado SPSS Statistics para realizar el análisis estadístico descriptivo e

inferencial, aplicando las pruebas de normalidad de Shapiro-Wilk y los contrastes de hipótesis (T-Student o Wilcoxon) que validarán la significancia del estudio.

3.6.2 Simulación y modelación computacional avanzada

Una vez procesados los cálculos analíticos iniciales, se utilizará el software especializado JKSimblast como herramienta avanzada de modelación y análisis predictivo. Empleando los parámetros geomecánicos reales obtenidos en el Crucero 113 SE, la simulación computacional permitirá recrear el comportamiento del macizo rocoso bajo diferentes escenarios de disparo, analizar la distribución de la energía del explosivo y predecir los resultados de fragmentación y daño perimetral. Esto facilitará una comparación técnica rigurosa entre el modelo matemático teórico y los datos reales que se obtengan en las pruebas de campo.

3.6.3 Procedimiento para la prueba de hipótesis

El análisis final de los datos consistirá en someter a validación estadística la hipótesis general de la investigación. Para ello, en el Capítulo IV se aplicará un procedimiento estandarizado en el software SPSS Statistics estructurado en tres pasos secuenciales:

Planteamiento de hipótesis estadísticas: Se definirán formalmente la Hipótesis Nula (H_0) y la Hipótesis Alternativa (H_a) para evaluar si el nuevo diseño de malla realmente genera un cambio significativo en la reducción de la sobre rotura en el frente.

Evaluación de la normalidad de los datos: Se aplicará la prueba estadística de Shapiro-Wilk a los registros de los disparos controlados. Esto nos indicará de forma directa si los datos recopilados en el campo tienen un comportamiento paramétrico o no paramétrico, lo cual determinará el tipo de prueba de contraste a utilizar.

Contraste de muestras relacionadas y decisión: Debido a que se analizará el mismo Crucero 113 SE en dos momentos distintos (los disparos antes y después de la propuesta), se empleará la prueba T de Student para muestras emparejadas (si los datos

son normales) o la prueba de Rangos con Signo de Wilcoxon (si no lo son). La decisión al se tomará con un nivel de confianza estándar del 95%, donde un p-valor menor a 0.05 determinará el éxito y la validez científica de la nueva malla analítica.

CAPÍTULO IV

IV. RESULTADO Y DISCUSIÓN

4.1 Diseño de la malla de perforación del CX 113 se

El CX 113 SE se encuentra desarrollado en rocas del Grupo Mitu, específicamente en un paquete de areniscas con granos de cuarzo y una matriz de composición calcárea-volcánica. La labor posee una sección de 4.50×4.30 m. Durante el seguimiento de las actividades de perforación y voladura se identificaron diferentes deficiencias operacionales que justificaron el rediseño de la malla.

Entre los principales problemas observados se encontraron la distribución inadecuada de los taladros, que generaba sobreexcavación en la mayoría de los disparos; la presencia de tiros cortados por fallas en la iniciación y el amarre; y la ocurrencia de tiros anillados asociada con valores inadecuados de espaciamiento, burden y confinamiento. También se evidenciaron consumos deficientes de explosivos y accesorios, así como un desgaste prematuro de los aceros y una reducción de la vida útil de los equipos de perforación.

4.1.1 Perforación y voladura del CX 113 SE antes del nuevo diseño

La cuadrilla encargada del ciclo estaba conformada por un operador de jumbo y su ayudante, además de un líder de labor con su respectivo auxiliar. Este personal ejecutaba la perforación, efectuaba el carguío del frente y desarrollaba las demás actividades requeridas para completar el ciclo de avance.

4.1.1.1 Perforación

Para iniciar las cargas del CX 113 SE se utilizaba Emulnor 5000 en cartuchos de $1 \frac{1}{4}'' \times 12''$ como cebo. En los taladros perimetrales de la corona y los hastiales se empleaba Emulnor 3000 de $1 \frac{1}{4}'' \times 12''$ para realizar la voladura controlada. Por su parte, la columna principal se cargaba con ANFO Superfam Dos. La concentración

lineal considerada para el ANFO fue de 1.38 kg/m, calculada a partir de una densidad de 0.80 g/cm³. El consumo de explosivos y accesorios fue controlado durante siete días, periodo a partir del cual se determinó el promedio presentado a continuación.

Tabla 11

Información del CX 113 SE, antes del nuevo diseño

INFORMACION DEL FRENTE ANTERIOR		
Nº taladros cargados	45 unid	
Sección	4.5 x 4.3 metros	
Radio del túnel	1.30 metros	
Densidad material	2.8 g/cm ³	
Long de la barra	14 pies	4.20 metros
Long de perforación	13 pies	3.90 metros
Eficiencia de perforación	93%	
Long de avance/ disparo	3.40 m	
Eficiencia de disparo	87%	
% de Sobre rotura	14.08%	

Nota. Elaboración propia

La malla de perforación anterior, utilizada antes de la aplicación del nuevo diseño, contemplaba un total de 53 taladros perforados por disparo, de los cuales 45 eran taladros cargados con explosivo (EMULNOR y ANFO) y 8 eran taladros vacíos (de alivio).

Estos taladros de alivio se distribuían de la siguiente manera:

- a) 4 taladros de alivio en la corona con diámetro de 45 mm, cuya función era generar una cara libre en el techo para controlar la sobre rotura.

- b) 4 taladros rimados en el arranque con diámetro de 102 mm, que servían como cara libre.

4.1.1.2 Voladura

Para la voladura del CX 113 SE, se utiliza para el cebo, EMULNOR 5000 1 ¼" x 12", y para la voladura controlada en la corona y cuadrador se usa EMULNOR 3000 1 ¼" x 12", y para llenar la columna de carga se utiliza SUPERFAM DOS(ANFO) densidad lineal de la columna de carga es 1.38 kg/m. Todo esto se calcula mediante la densidad del anfo que es 0.8g/cm³

El seguimiento del consumo de estos insumos se realizó por 7 días obteniendo el siguiente promedio.

Tabla 12

Consumo promedio de explosivos y accesorios de voladura por disparo

	CANTIDAD	UNIDAD
N° taladros Cargados	45	un
Longitud de taladro	3.9	m
Taco promedio	0.57	m
EMULNOR 5000 1 ¼" x 12"	34	und
EMULNOR 3000 1 ¼" x 12",	11	und
SUPERFAM DOS(ANFO)	175	kg
Carmex	2	und
Pentacord	35	m
Fanel periodo largo (LP)	45	und

Nota. Elaboración propia

4.1.2. Distribución de explosivos por tipo de taladro – Diseño anterior

La distribución de explosivos por tipo de taladro del diseño de malla anterior considera el uso de EMULNOR 5000 y EMULNOR 3000 como prima o cebo y la carga de columna de Anfo (Superfam dos), los mismos que se detallan en la **Tabla 13**.

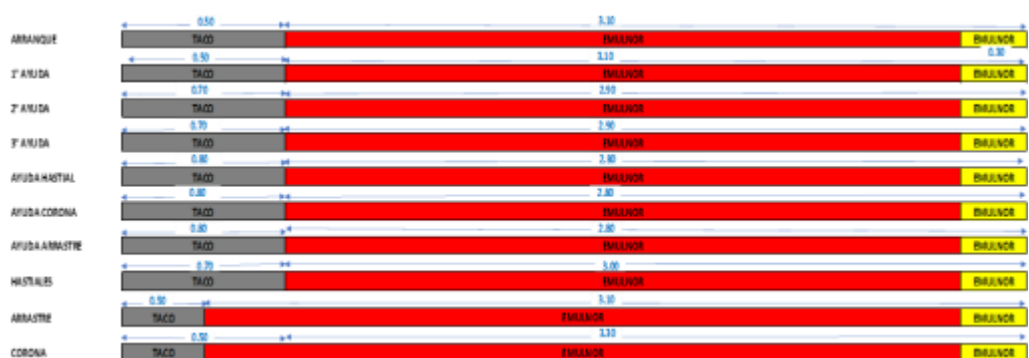
Tabla 13

Cuadro de Distribución de explosivos por taladro

Secuencia	Tipo de Taladro	Nº de Taladros	Nº de Cart./taladro	Total Cartuchos	EMULNOR 5000 1 1/4 x 12 (Cart.)	EMULNOR 3000 1 1/4 x 12 (Cart.)	EMULSION (Kg)	ANFO (Kg)	LONGITUD DE CARGA	TACO
1	Arranque	4	1	4	4	0	1.1	17.7	3.4	0.5
2	1° Ayuda	4	1	4	4	0	1.1	17.7	3.4	0.5
3	2° Ayuda	4	1	4	4	0	1.1	16.6	3.2	0.7
4	3° Ayuda	4	1	4	4	0	1.1	16.6	3.2	0.7
5	Ayuda Cuadrador	4	1	4	4	0	1.1	16	3.1	0.8
6	Ayuda Arrastre	4	1	4	4	0	1.1	16	3.1	0.8
7	Ayuda Corona	4	1	4	4	0	1.1	16	3.1	0.8
8	Cuadrador	6	1	6	0	6	1.6	23.2	3	0.9
9	Corona	5	1	5	0	5	1.3	11.8	3.6	0.3
10	Arrastre	5	1	5	5	0	1.3	17.5	3.4	0.5
11	Cuenta	1	1	1	1	0	0.3	3.5	3.4	0.5
TOTAL		45		45	34	11		172.6		

Figura 32

Distribución de carga



La cantidad de explosivos utilizados por disparo es de 184.57 kg., según se detalla a continuación:

$$\text{Emulnor 5000 } 1 \frac{1}{4} \times 12'' = 34 \text{ cart.} \times 0.266 \text{ Kg/cart.} = 9.04 \text{ Kg.}$$

$$\text{Emulnor 3000 } 1 \frac{1}{4} \times 12'' = 11 \text{ cart.} \times 0.266 \text{ Kg/cart.} = 2.93 \text{ Kg.}$$

$$\text{Anfo} = 172.60 \text{ Kg}$$

$$\text{Total} = 184.57 \text{ Kg.}$$

4.1.2 Cálculo de Indicadores de Perforación y Voladura

4.1.2.1 Volumen por disparo

$$\text{Vol} = \text{Sección} \times \text{Long de Avance/disparo}$$

Calculamos la sección:

$$Area (s) = \left(\frac{\pi r^2}{2} \right) + \left(r * (A - (2 * r)) \right) + (A * (H - r))$$

S : Área de la sección del túnel.

A : Ancho del túnel.

H :Alto del túnel.

R :Radio del arco de la bóveda

π :Valor constante

$$Area (s) = \left(\frac{3.1416 * 1.30^2}{2} \right) + \left(1.3 * (4.5 - (2 * 1.30)) \right) + (4.5 * (4.3 - 1.3))$$

$$Area (s) = \left(\frac{3.1416 * 1.30^2}{2} \right) + (1.3 * 1.9) + (4.5 * 3.0)$$

$$Seccion = 18.62 \text{ m}^2$$

Remplazamos para calcular volumen

$$Vol= 18.62 \times 3.40$$

$$Vol= 63.32 \text{ m}^3$$

4.1.2.2 Toneladas por disparo

Ton = Volumen por disparo x densidad de roca

$$Ton = 63.32 \times 2.80$$

$$Ton = 177.30 \text{ ton}$$

4.1.2.3 Cálculo del Factor de Carga

$$Fc = \frac{kg \text{ explosivo total}}{volumen \text{ por disparo}}$$

$$Fc = \frac{184.57}{63.32}$$

$$F_c = 2.91 \text{ Kg/m}^3$$

4.1.2.4 Factor de Potencia

$$F_p = \frac{\text{kg explosivo total}}{\text{toneladas por disparo}}$$

$$F_p = \frac{184.57}{177.30}$$

$$F_p = 1.04 \text{ Kg/ton}$$

4.1.2.5 Factor de Energía

Energía liberada del anfo en el disparo

$$E = \frac{932 \text{ cal}}{\text{gr}} \times 33900 \text{ gr}$$

$$E = 31,594,800 \text{ cal}$$

$$E = 31,594.8 \text{ kcal}$$

4.1.2.6 Energía liberada de las emulsiones en el disparo

$$E = \frac{965 \text{ cal}}{\text{gr}} \times 3180 \text{ gr}$$

$$E = 3,068.7 \text{ kcal}$$

4.1.2.7 Factor de energía total

$$F_{et} = \frac{\text{energias de anfo} + \text{energia de emulsion}}{\text{toneladas metricas rota}}$$

$$F_{et} = \frac{31,594.8 \text{ Kcal} + 3,068.7 \text{ Kcal}}{177.30 \text{ Ton}}$$

$$F_{et} = 195.51 \text{ kcal/tn}$$

4.1.2.8 Eficiencia de la voladura o eficiencia de disparo

$$Eff. \text{ Disparo} = \frac{\text{avance efectivo}}{\text{longitud de taladro}}$$

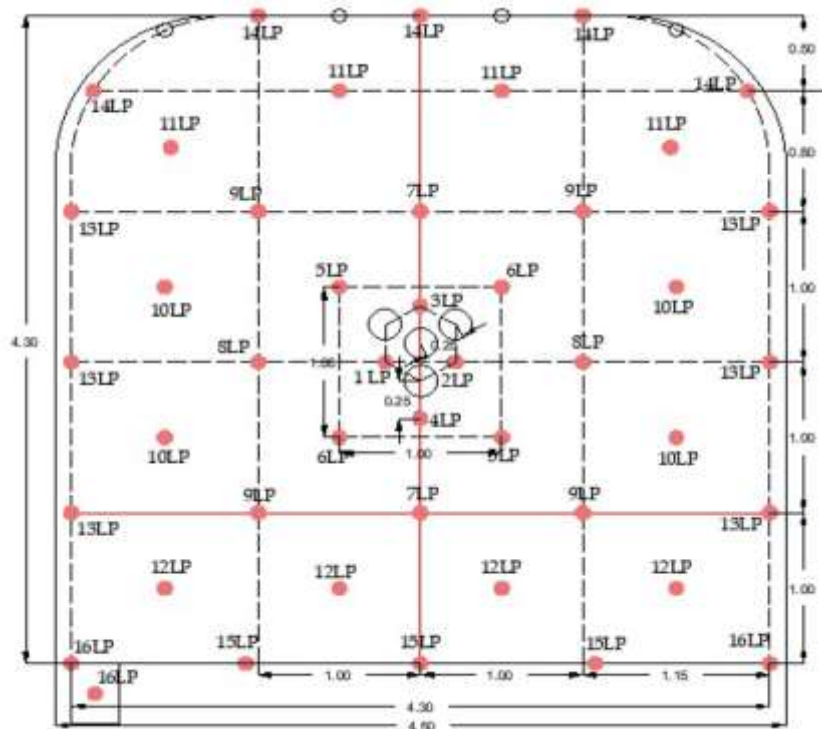
$$Eff. Disparo = \frac{3.40}{3.90} \times 100$$

$$Eff. Disparo = 87\%$$

Malla de Perforación y Voladura de CX 113 SE, antes del diseño nuevo

Figura 33

Malla anterior del CX 113 SE



Nota. Tomada de Departamento de operaciones – UM Morococha

4.1.2.9 Factores que ocasionan retrasos en las operaciones unitarias

Durante la perforación

El tiempo promedio empleado para perforar el frente con un jumbo de un brazo fue de 1 h 40 min. A partir de las observaciones realizadas en campo se identificaron los siguientes factores que generaban demoras o afectaban la calidad de esta actividad:

- a) Reducida disponibilidad mecánica del jumbo debido a la ejecución de mantenimientos correctivos durante la operación.

b) Condiciones deficientes de la labor, como vías deterioradas, presencia de roca suelta, necesidad de desatado y retrasos en la instalación del sostenimiento.

c) Interrupciones o insuficiencias en el suministro de energía eléctrica, agua y aire comprimido.

d) Demoras o errores en el marcado topográfico de la gradiente, el eje central y la dirección de la labor.

e) Supervisión inadecuada, evidenciada por herramientas de gestión sin firma, autorizaciones vencidas, falta de revisión de los planos e incumplimiento de la programación semanal.

f) Comunicación insuficiente entre el líder de labor, el operador del jumbo y el bodeguero. La falta de información sobre la longitud prevista de perforación dificultaba la preparación oportuna de la cantidad correcta de explosivos.

g) Mantenimiento deficiente de las brocas, especialmente por la falta de afilado y el reemplazo tardío de las herramientas desgastadas. En terrenos conglomerádicos se estableció su cambio después de aproximadamente 15 taladros.

h) Mapeo geomecánico insuficiente para identificar las fallas, determinar el tipo de terreno y definir la longitud de perforación adecuada.

i) Omisión de los taladros de alivio previstos en la corona, lo que afectaba la liberación y el control del contorno.

j) Órdenes de trabajo con información incompleta. El supervisor o jefe de guardia debía especificar las dimensiones de la sección y proporcionar al líder de labor las condiciones geomecánicas del frente.

k) Reportes de guardia poco precisos respecto de las actividades ejecutadas y los trabajos que quedaban pendientes.

l) Falta de inspección y control durante el marcado de la malla, la gradiente y la dirección del frente.

m) Ausencia de entubado en los taladros perforados en sectores conglomerádicos con presencia de geodas, donde existía riesgo de obstrucción o pérdida del taladro.

n) Condiciones geológicas desfavorables que no eran consideradas oportunamente en el diseño y que ocasionaban desplazamientos de roca y sobreexcavación.

Con los registros recopilados en campo se elaboró un diagrama de Pareto para identificar los factores con mayor incidencia sobre los retrasos de la perforación.

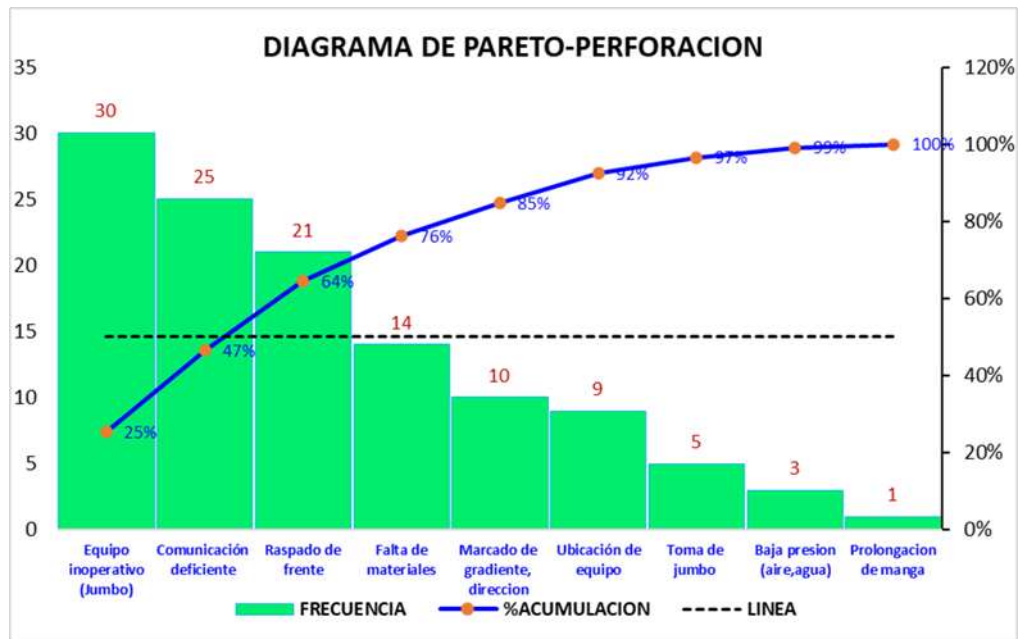
Tabla 14

Principales causas que afectan la perforación

DEMORAS OPERATIVAS EN LA PERFORACION			
DEMORAS	FRECUENCIA	% ACUMULADO	LINEA
Equipo inoperativo (Jumbo)	30	25%	50%
Comunicación deficiente	25	47%	50%
Raspado de frente	21	64%	50%
Falta de materiales	14	76%	50%
Marcado de gradiente, dirección	10	85%	50%
Ubicación de equipo	9	92%	50%
Toma de jumbo	5	97%	50%
Baja presión (aire, agua)	3	99%	50%
Prolongación de manga	1	100%	50%

Figura 34

Diagrama de PARETO - PERFORACIÓN



El análisis de los registros evidenció que las demoras asociadas con los equipos se presentaban de manera recurrente. En consecuencia, la disponibilidad mecánica del jumbo resultaba insuficiente para garantizar la continuidad de la perforación.

Durante la voladura

El carguío de un frente de 45 taladros, con una longitud de 13 pies y una sección de 4.50×4.30 m, requería entre 45 y 60 minutos. Los principales factores que ocasionaban retrasos o deficiencias durante esta actividad fueron los siguientes:

- a) Conexión inadecuada de los detonadores Fanel, lo que podía alterar la secuencia de iniciación prevista.
- b) Uso de cucharillas o elementos de carguío con longitudes diferentes de las requeridas, comprendidas entre 3.50 y 4.00 m.
- c) Inicio tardío del carguío respecto de la programación del ciclo.
- d) Falta de inspección de las conexiones de los Fanel antes de iniciar el disparo.

- e) Omisión de los taladros de cuneta en los cruceros y rampas principales.
- f) Ausencia de entubado en los taladros que presentaban condiciones inestables u obstrucciones.
- g) Acumulación o presencia de agua en el interior de los taladros.
- h) Retrasos en la prolongación de la tubería de aire comprimido hasta el frente.
- i) Comunicación insuficiente entre el bodeguero y el líder de labor para coordinar la preparación y entrega de los explosivos y accesorios.
- j) Incumplimiento del procedimiento y del estándar establecido para el carguío.
- k) Uso irregular de tacos de arcilla para efectuar el confinamiento de las cargas.
- l) Limpieza o sopleteo insuficiente de los taladros antes del carguío.
- m) Ventilación deficiente debido a la falta de prolongación de las mangas.
- n) Presión insuficiente en la red de aire comprimido.
- o) Entrega tardía de los explosivos y accesorios por parte del bodeguero.

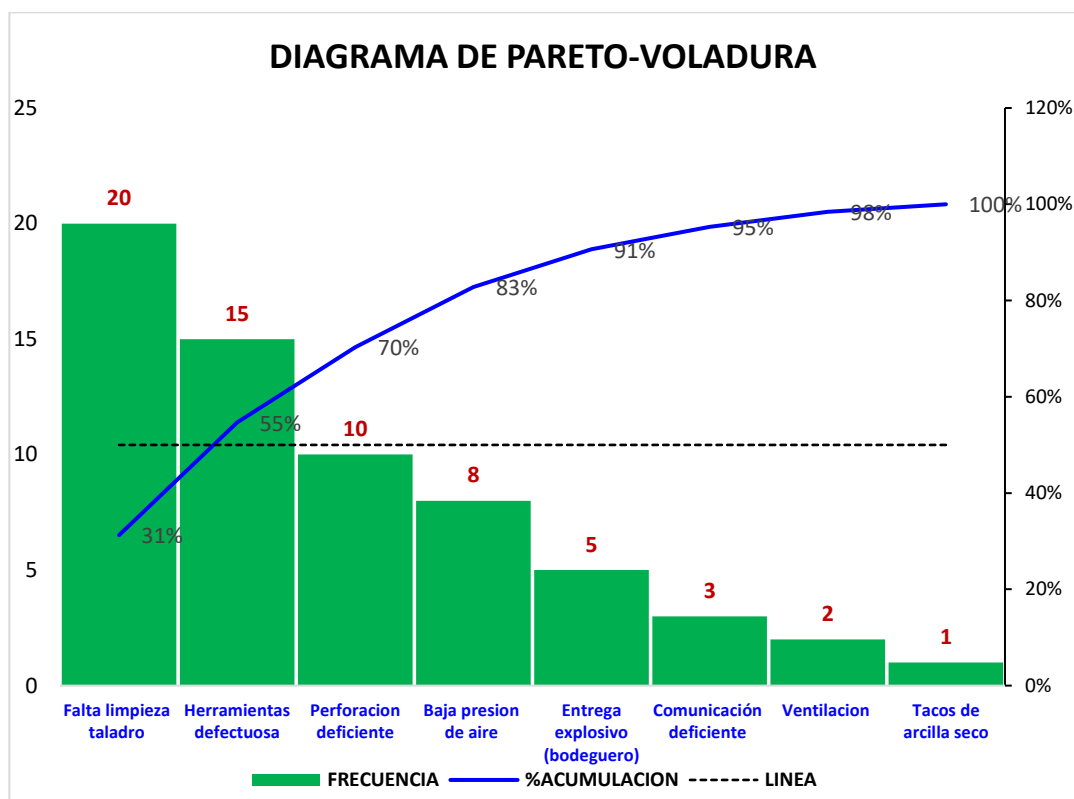
Tabla 15

Demoras que afectan la voladura

DEMORAS OPERATIVAS EN LA VOLADURA			
DEMORAS	FRECUENCIA	% ACUMULADO	LINEA
Falta limpieza taladro	20	0.31	0.5
Herramientas defectuosas(cucharillas)	15	0.55	0.5
Perforación deficiente	10	0.7	0.5
Baja presión de aire	8	0.83	0.5
Entrega de explosivo (bodeguero)	5	0.91	0.5
Comunicación deficiente	3	0.95	0.5
Ventilación	2	0.98	0.5
Tacos de arcilla seco	1	1	0.5

Figura 35

Diagrama de PARETO - VOLADURA



4.1.2.10 Medida de control y plan de acción

Las acciones correctivas se implementaron progresivamente conforme con los requerimientos del nuevo diseño de la malla de perforación y voladura. Su aplicación fue acompañada por controles permanentes en campo y por la colocación de referencias en los hastiales, con la finalidad de verificar el avance y conservar las dimensiones proyectadas de la labor.

a) Se capacitó a los operadores de jumbo, líderes de labor y ayudantes en los procedimientos y estándares de perforación y voladura. Esta actividad se desarrolló con la participación del técnico especialista de la empresa Famesa.

b) Se elaboró un instructivo para determinar y solicitar la cantidad de explosivos y accesorios de acuerdo con las dimensiones de la sección y la longitud efectiva de perforación.

c) Se reforzaron las prácticas de manipulación y utilización de los explosivos y accesorios de voladura. La capacitación incluyó inicialmente al bodeguero, debido a que es responsable de recibir los productos del polvorín y distribuirlos al personal encargado del carguío. Posteriormente, estas disposiciones se comunicaron al resto de trabajadores involucrados en la operación.

4.2 Diseño de nueva malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya

Por razones económicas la empresa ha decidido mantener sin cambios tanto los explosivos como los accesorios usados en las voladuras. En consecuencia, la investigación se concentra únicamente en el diseño del diagrama de voladura, calculando los parámetros geométricos óptimos tales como; burden, espaciamiento, longitud del taco, distribución de taladros, factor de potencia y secuencia de detonación, mediante el modelo matemático de Pearse. El enfoque pretende incorporar la mayor cantidad de variables posibles en el diseño, poniendo especial énfasis en las propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta, la clasificación geomecánica del macizo y el tipo de explosivo. La propuesta final busca definir una malla de perforación y voladura adecuada para la producción mediante explotación por SLS, optimizando eficiencia y seguridad dentro de las restricciones económicas existentes.

4.2.1 Cálculo de Burden mediante el modelo matemático de Pearse

El cálculo del burden se realiza mediante el modelo matemático de Pearse, que incluye variables de la roca en su formulación, como se describe a continuación:

Tabla 16*Datos de geomecánica*

Tipo roca	RMR	GSI	Q (Barton)	σ_{ci} (MPa)	RQD (%)	Densidad de la roca (gr/cm ³)
Caliza	50	45	1.95	75	55	2.80

$\gamma^\circ = \text{Ángulo de los taladros de contorno} = 3^\circ$

F = 0.04 m (error de perforación)

Tabla 17*Datos de planeamiento*

Tipo de sección	Radio del baúl (m)	Ancho de labor (m)	Altura labor (m)	$\varnothing_1$ (mm)	$\varnothing_2$ (mm)	Long barra (m)	Eficiencia de perforación (%)
Baúl	1.30	4.5	4.3	45	102	4.20	90

Tabla 18*Datos del explosivo*

Características	Unidad	Emulnor 1000	Emulnor 3000	Emulnor 5000
Velocidad de detonación (VOD)	m/s	5800	5700	5500
Energía	Kcal/kg	785	920	1010
Densidad	gr/cm ³	1.13	1.14	1.16
Volumen normal de gases	L/kg	920	880	870
Potencia Relativa en Peso (RWS)	%	87	102	112
Peso por cartucho (1¼" x 8")	Kg/cart	0.174	0.179	0.184
Peso por cartucho (1 1/2" x 8")	Kg/cart	0.255	0.260	0.266
Peso por cartucho (1 ½" x 12")	Kg/cart	0.379	0.391	0.403

4.2.1.1 Cálculo del área del CX 113 SE

$$S = (\pi \times r^2) / 2 + (r \times (A - 2r)) + (A \times (H - r))$$

$$S = (\pi \times 1.30^2) / 2 + (1.30 \times (4.5 - 2 \times 1.30)) + (4.5 \times (4.3 - 1.30))$$

$$S = 18.62 \text{ m}^2 \text{ (área del crucero)}$$

4.2.1.2 Cálculo del perímetro del CX 113 SE

$$P = (\pi \times r) + 2 \times (H - r) + 2 \times (A - r)$$

$$P = (\pi \times 1.30) + (2 \times (4.3 - 1.30)) + (2 \times (4.50 - 1.30))$$

$$P = 16.48 \text{ m}$$

4.2.1.3 Cálculo del pre dimensionamiento del número de taladros

Para el cálculo del número de taladros utilizaremos la fórmula de los perímetros:

$$N^{\circ} t = (P / dt) + (C \times S)$$

Donde:

P : Perímetro

S : Sección de labor

dt : Distancia de los taladros perimétricos (espaciamento).

C : Coeficiente de roca (para roca intermedia es 1.5).

Cálculo del espaciamento aplicando el modelo matemático de Konya

El modelo matemático de Konya se puede utilizar para calcular el burden en operaciones mineras subterráneas, aunque es una fórmula simple que a menudo se complementa con otros modelos (Langefors, Ash, Pearse) para refinar el diseño, especialmente en minas con características de roca variables o condiciones de bancos. Konya nos ofrece una buena base por su simplicidad.

$$B = 3,15 \cdot De \left(\frac{\delta e}{\delta r} \right)^{1/3}$$

Donde:

B = burden, pies.

De = diámetro del explosivo, pulg.

δ_e = densidad del explosivo, g./cc.

δ_r = densidad de la roca, g./cc.

Los datos técnicos a considerar son las siguientes:

Sección de labor: 4.5 x 4.3 m.

δ_{roca} : 2.80 gr/cm³

δ_e emulnor 3000: 1.14 gr/cm³

δ_e anfo: 0.80 gr/cm³

Reemplazando valores tenemos:

$$B = 3.15 \times 1.5 (1.14/2.8)^{1/3}$$

$$B \text{ emulsión} = 3.50 \text{ pies} = 1.07 \text{ m.}$$

$$B \text{ anfo} = 3.67 \text{ pies} = 1.12 \text{ m.}$$

Con los datos del burden, ahora procedemos a calcular el espaciamiento:

$$E \text{ emulsión} = 1.2 \times 1.07 = 1.28 \text{ m}$$

$$E \text{ anfo} = 1.2 \times 1.12 = 1.34 \text{ m.}$$

Remplazando valores en la fórmula de número de taladros, tenemos:

$$N^{\circ} t = (P / dt) + (C \times S)$$

$$N^{\circ} t = (16.48 / 1.28) + (1.5 \times 18.62)$$

$$N^{\circ} t = 40 \text{ Taladros (con aplicación de emulsión)}$$

Con este valor de 40 taladros se realizaron los primeros disparos, cuyos resultados generaron material fino que dificultó el ciclo de limpieza, asimismo se incrementó los costos en la perforación, uso de explosivos y accesorios de voladura, siendo necesario realizar ajustes en la cantidad de taladros (ampliación de malla), hasta llegar a la voladura óptima con 36 taladros.

4.2.1.4 Pre dimensionamiento de la cantidad de explosivo en Kg

Tabla 19

Área de la labor en m² vs kilos de explosivo estimados por m³ de roca

Área de la labor (m ²)	Roca dura y tenaz (RMR: 61-80)	Roca intermedia (RMR: 41-60)	Roca suave y friable (RMR: 21-40)
1 a 5	2.60 a 3.20	1.80 a 2.30	1.20 a 1.60
5 a 10	2.0 a 2.60	1.40 a 1.80	0.90 a 1.20
10 a 20	1.65 a 2.0	1.10 a 1.40	0.60 a 0.90
20 a 40	1.20 a 1.65	0.75 a 1.10	0.40 a 0.60
40 a 60	0.80 a 1.20	0.50 a 0.75	0.30 a 0.40

Nota. Tendremos un factor de voladura teórico de 1.40 kg/m³, que corresponde a una sección de labor de 18.62 m².

4.2.1.5 Cálculo del diámetro equivalente

$$\emptyset_{\text{equiv}} = \emptyset_2 \times \sqrt{\text{NB}}$$

Donde:

NB = Número de taladros vacíos

$\emptyset_2$ = Diámetro del rimador (m)

En nuestro caso plantearemos 4 taladros de alivio de 0.102 m de diámetro.

$$\emptyset_{\text{equiv}} = 0.102 \text{ m} \times \sqrt{4}$$

$$\emptyset_{\text{equiv}} = 0.204 \text{ m (diámetro que representa a los 2 taladros de 0.102 m)}$$

4.2.1.6 Cálculo de la longitud teórica que podemos alcanzar en función al diámetro equivalente

$$L = 0.15 + 34.1 \emptyset_{\text{equiv}} - 39.4 \emptyset_{\text{equiv}}^2$$

Donde:

$\emptyset_{\text{equiv}}$ = Diámetro equivalente (m)

L = Longitud de perforación teórica (m)

$$L = 0.15 + 34.1 (0.204 \text{ m}) - 39.4 (0.204 \text{ m})^2$$

$$L = 5.47 \text{ m}$$

Esta longitud representa la longitud máxima que puedo alcanzar con 04 taladros de alivio de 0.102 m de diámetro. Esta longitud ahora debemos de comparar con lo que perforare realmente en campo (H'), para poder realizar la comparación respectiva y ver si esta es mayor.

4.2.1.7 Cálculo de longitud de perforación efectiva en campo por el

Jumbo (H')

$H' = \text{longitud de barra efectiva} \times \text{eficiencia de perforación}$

$$H' = 4.20 \text{ m} \times 95\%$$

$$H' = 3.99 \text{ m (lo que se perfora realmente en campo)}$$

4.2.1.8 Verificación de condición

Como $H' < L$, satisface la condición.

Como $3.99 \text{ m} < 5.47 \text{ m}$, satisface la condición; 04 alivios de 0.102 m bastan.

4.2.1.9 Cálculo del burden máximo del arranque bajo el criterio de

PEARSE

Factor de Volabilidad de la roca

$$K_v = 1.96 - 0.27 \times \ln(\text{ERQD})$$

Datos geomecánicos

$$\text{RQD} = 55, \text{RMR} = 50, \text{GSI} = 45, \sigma_{ci} (\text{St}) = 75 \text{ MPa}, Q = 1.95 (\text{Barton})$$

Cálculo del ERQD

$$\text{ERQD} = \text{RQD} \times \text{JSF}$$

Tabla 20*Calidad de Roca considerando RQD y RMR*

RQD	Clase de macizo rocoso	RMR	Calidad de Roca
0 – 25	V	< 20	Muy mala
25 – 50	IV	21 – 40	Mala
50 – 75	III	41 – 60	Regular
75 – 90	II	61 – 80	Buena
90 – 100	I	81 – 100	Excelente

Nota. Elaboración propia

En base a la Tabla 20 podemos determinar que es una roca de calidad regular.

Ahora determinaremos el valor del “JSF”, en base de la Tabla 21 resistencia de las discontinuidades.

Tabla 21*Resistencia de las discontinuidades (JSF)*

Calidad del macizo rocoso	RMR	Factor de corrección - JSF
Buena	61 – 80	1
Regular	41 – 60	0.9
Mala	21 – 40	0.8
Muy mala	< 20	0.7

Nota. Elaboración propia

A este tipo de macizo rocoso le corresponde un JSF = 0.9.

Ahora calculamos el ERQD:

$$\text{ERQD} = \text{RQD} * \text{JSF}$$

$$ERQD = 55 * 0.9$$

$$ERQD = 49.5$$

Calculamos el Factor de Volabilidad (Kv):

$$K_v = 1.96 - 0.27 * \ln(ERQD)$$

$$K_v = 1.96 - 0.27 * \ln(49.5)$$

$$K_v = 0.906$$

4.2.1.10 Cálculo de la Presión de Detonación (PD)

Se utilizará EMULNOR 3000.

Datos:

$$VOD = 5700 \text{ m/s}$$

$$\text{Densidad del explosivo } (\rho_e) = 1.13 \text{ g/cm}^3 = 1130 \text{ kg/m}^3$$

Fórmula:

$$PD = (\rho_e \times 1 \times 10^{-6} \times VOD^2) / 4$$

Donde:

PD: Presión de detonación (MPa)

ρ_e : Densidad del explosivo (kg/m³)

VOD: Velocidad de detonación del explosivo (m/s)

Desarrollo:

$$PD = (1130 \times 1 \times 10^{-6} \times (5700)^2) / 4$$

$$PD = 9,178.43 \text{ MPa}$$

4.2.1.11 Cálculos Geomecánicos y de Voladura

Cálculo de la resistencia a la tracción estática de la roca (St):

$$St = 8\% * Sc$$

$$St = 8\% * 75 \text{ MPa}$$

$$St = 6 \text{ MPa}$$

Cálculo de la resistencia a la tracción dinámica de la roca (Std) a partir de la resistencia a la tracción estática:

$$Std = 4.5 * 10.197 * St$$

Donde:

Std = Resistencia a la tracción dinámica de la roca (MPa)

St = Resistencia a la tracción estática (MPa)

4.5 = Constante de conversión de resistencia estática a dinámica

$$Std = 4.5 * 10.197 * 6 \text{ MPa}$$

$$Std = 275.32 \text{ MPa}$$

4.2.1.12 Cálculos del Burden utilizando la ecuación de PEARSE:

$$Burden = Kv \times \frac{\emptyset 1}{1000} \times \sqrt{\frac{PD}{Std}}$$

Donde:

Burden: Burden máximo en el arranque (m).

PD : Presión de detonación del explosivos (MPa o Kg/cm2).

Std: Resistencia a la tracción dinámica de la roca (MPa o Kg/cm2).

Ø1: Diámetro de los taladros de producción (mm)

Reemplazando datos:

$$Burden = 0.906 \times \frac{45}{1000} \times \sqrt{\frac{9178.43 \text{ MPa}}{275.32 \text{ MPa}}}$$

$$Burden = 0.906 \times \frac{45}{1000} \times \sqrt{\frac{9178.43 \text{ MPa}}{275.32 \text{ MPa}}}$$

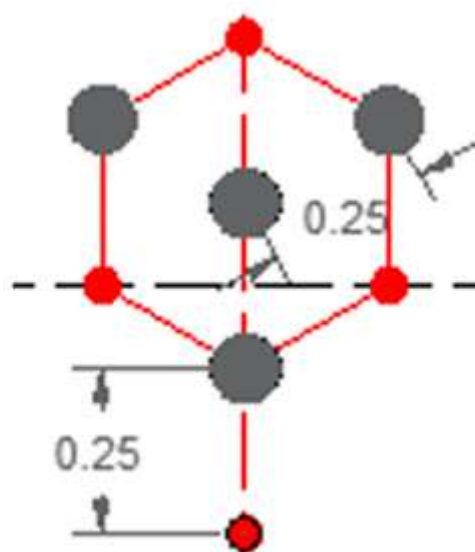
$$Burden = 0.24 \text{ m}$$

$$B \text{ practico en el arranque} = 0.25 \text{ m}$$

Siendo una malla hexagonal equilátera el burden inclinado (apotema) y vertical son iguales. (Ver Figura 36).

Figura 36

Modelo de arranque - Burden



Nota. Elaboración propia

Tabla 22

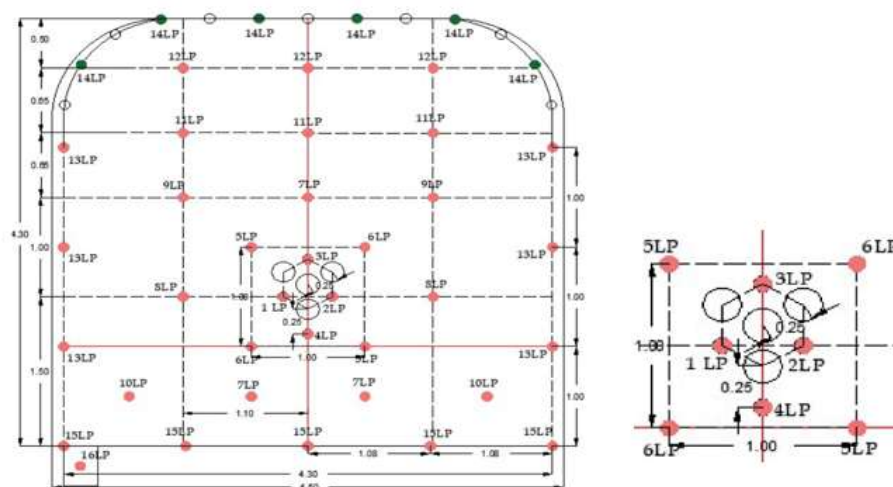
Cuadro resumen de datos del CX 113 SE

Labor:	CX 113 SE	
Turno:	Día	
Fecha:		
R.M.R.	41-60	50
Resistencia a la tracción dinámica	275.32	Mpa
Densidad. de roca:	2.8	g/cm ³
Radio del baúl del túnel (r):	1.3	m
Ancho (A túnel) :	4.5	m
Alto (H túnel):	4.3	m
Área (S):	18.62	m ²
Perímetro (P):	16.48	m
Distancia entre tal.(dt):	1	
Coeficiente de roca (C):	1.25	m
Ø. Taladros de producción. (ø ₀):	45	mm
Ø. Tal de alivio (ø ₁):	102	mm
Nº de tal de alivio (N) :	4	und
Ø. Equivalente (ø ₂):	0.204	m
Nº tal de producción	41	und
Longitud de Perforación	3.9	m
Eficiencia de perforación. (Ep):	93	%
Avance real/disparo:	3.51	m
Eficiencia de disparo (Ed)	90	%

Nota. Elaboración propia

Figura 37

Diseño de la malla de perforación y voladura



Nota. Elaboración propia

La nueva malla de perforación, diseñada con los modelos matemáticos de Pearse y Konya, contempla un total de 52 taladros perforados por disparo, de los cuales 41 son taladros cargados con explosivo (EMULNOR y ANFO) y 11 son taladros vacíos (de alivio). Estos taladros de alivio se distribuyen de la siguiente manera:

7 taladros de alivio en la corona con diámetro de 45 mm, cuya función es generar una cara libre en el techo para controlar la sobre rotura.

4 taladros rimados en el arranque con diámetro de 102 mm, que sirven como cara libre para el corte quemado.

En comparación con la malla anterior (4 alivios en corona de 45 mm), la nueva malla aumenta a 7 los alivios en corona, mejorando la cara libre en el techo y reduciendo la sobre rotura del 14.08% al 2.00%.

4.2.2 Distribución de explosivos por tipo de taladro – nuevo diseño de malla de perforación y voladura

La distribución de explosivos por tipo de taladro del nuevo diseño de malla de perforación y voladura, considera el uso de EMULNOR 1000 y EMULNOR 3000 como prima o cebo y la carga de columna de Anfo (Superfam dos), los mismos que se detallan en la Tabla 23.

Tabla 23

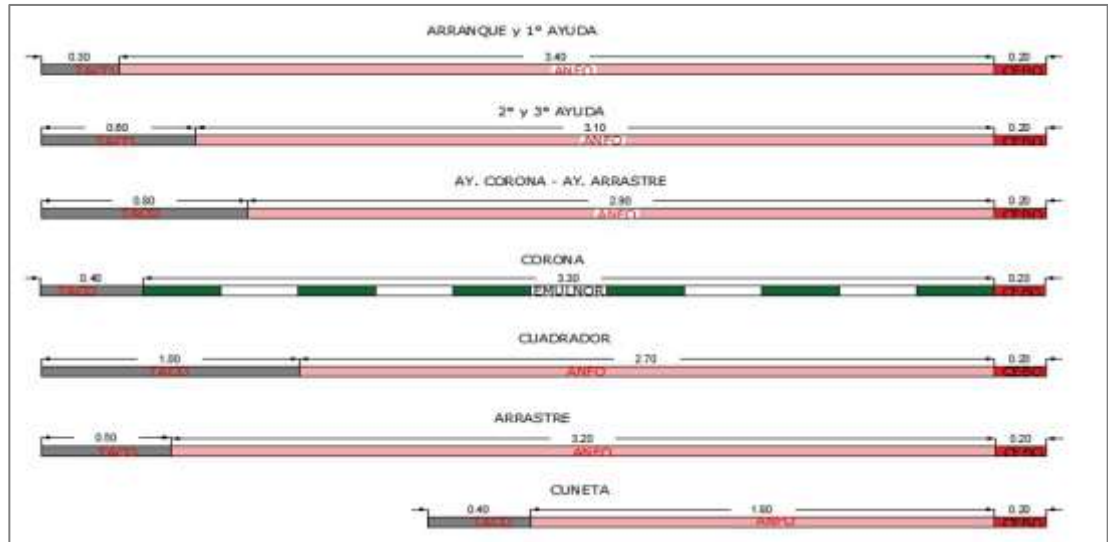
Distribución de explosivos con nueva malla de perforación y voladura

SECUENCIA	UBICACIÓN			CARGA CON ANFO							
				CANTIDADES POR TALADRO							
				DE ANFO	EMULNOR 1000	EMULNOR 3000	EMULNOR 1000	ANFO	DENSIDAD DE CARGA	LONGITUD DE CARGA	TACO
	Denominación	Cargas	Rincos/alivio	Ø = 45 mm	1 1/2"Ø	1 1/4"Ø	1 1/2"Ø	Kg	Kg	Kg/Tal	m
1	Arranque	4	4	3.40	1			1.0	18.4	4.85	3.00
2	1ra. Ayuda	4		3.40	1			1.0	18.4	4.85	3.00
3	2da. Ayuda	3		3.10	1			0.8	12.6	4.45	3.30
4	3ra. Ayuda	2		3.10	1			0.5	8.4	4.45	3.30
5	Ayuda cuadrado										
6	Ayuda ancha	4		2.90	1			1.0	15.7	4.18	3.10
7	Ayuda de corona	8		2.90	1			1.8	23.5	4.18	3.10
8	Cuadrado	8		2.70	1			1.6	21.9	3.91	2.90
9	Corona	6	7		1		6	15.2	0.0	2.53	3.50
10	Ancha	5		3.10		1		0.9	11.6	4.58	3.40
11	Corona	1		1.00		1		0.2	2.4	2.61	2.00
	TOTAL	41	11		15	6	36	21.8	143		
	PEDIDO A REALIZAR AL POR VENDEDOR				15 Carbellos	6 Carbellos	36 Carbellos				

Nota. Elaboración propia

Figura 38

Distribución de explosivos por tipo de taladro



Nota. Elaboración propia

La cantidad de explosivos utilizados por disparo es de 167.30 kg., según se detalla a continuación:

Emulnor 3000 1 ½ x 8"	=	41 cart. x 0.260 Kg/cart.	=	10.66 Kg.
Emulnor 1000 1 ½ x 12"	=	36 cart. x 0.379 Kg/cart.	=	13.64 Kg.
Anfo	=		=	<u>143.00kg</u>
Total	=		=	167.30 Kg.

4.2.3 Cálculo de Indicadores de Perforación y Voladura

4.2.3.1 Volumen por disparo

Vol = Sección x Long de Avance/disparo

Calculamos la sección:

$$Area (s) = \left(\frac{\pi r^2}{2} \right) + (r * (A - (2 * r))) + (A * (H - r))$$

S : Área de la sección del túnel.

A : Ancho del túnel.

H : Alto del túnel.

R : Radio del arco de la bóveda

π : Valor constante

$$Area (s) = \left(\frac{3.1416 * 1.30^2}{2} \right) + (1.3 * (4.5 - (2 * 1.30))) \\ + (4.5 * (4.3 - 1.3))$$

$$Area (s) = \left(\frac{3.1416 * 1.30^2}{2} \right) + (1.3 * 1.9) + (4.5 * 3.0)$$

$$Seccion = 18.62 \text{ m}^2$$

Remplazamos para calcular volumen

Vol = Sección x Longitud de avance

$$\text{Vol} = 18.62 \text{ m}^2 \times 3.51$$

$$\text{Vol} = 65.36 \text{ m}^3$$

4.2.3.2 Toneladas por disparo

Ton = Volumen por disparo x densidad de roca

$$\text{Ton} = 63.32 \times 2.80$$

$$\text{Ton} = 183.01 \text{ ton}$$

4.2.3.3 Cálculo del Factor de Carga

$$Fc = \frac{kg \text{ explosivo total}}{volumen \text{ por disparo}}$$

$$Fc = \frac{167.30}{65.36}$$

$$Fc = 2.56 \text{ Kg/m}^3$$

Factor de Potencia

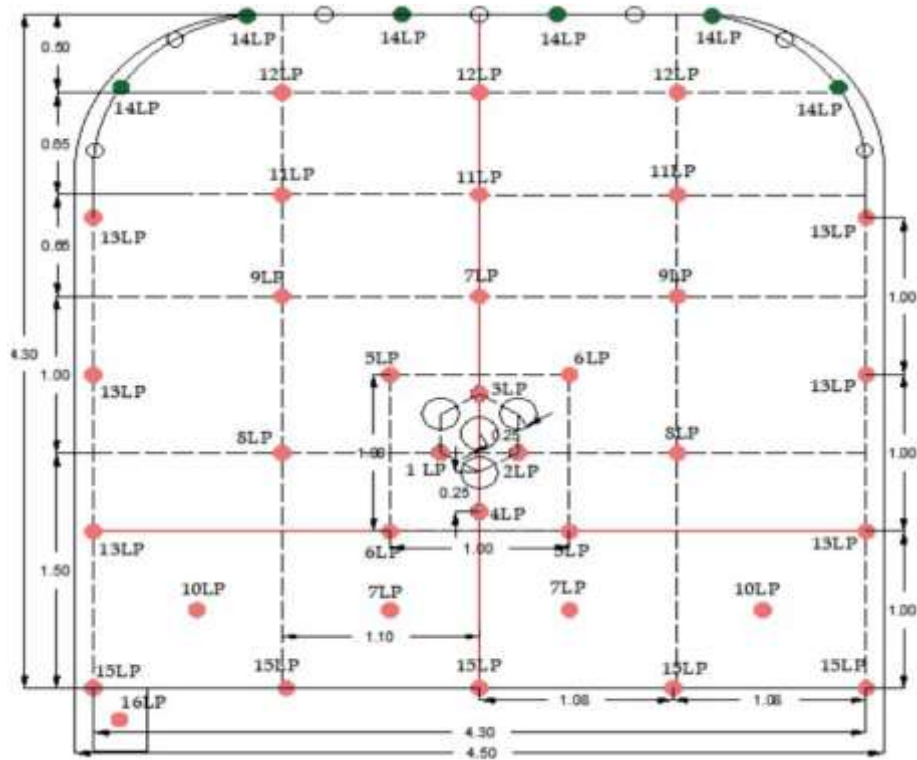
$$Fp = \frac{kg \text{ explosivo total}}{\text{toneladas por disparo}}$$

$$Fp = \frac{167.30}{183.01}$$

$$Fp = 0.91 \text{ Kg/ton}$$

Figura 39

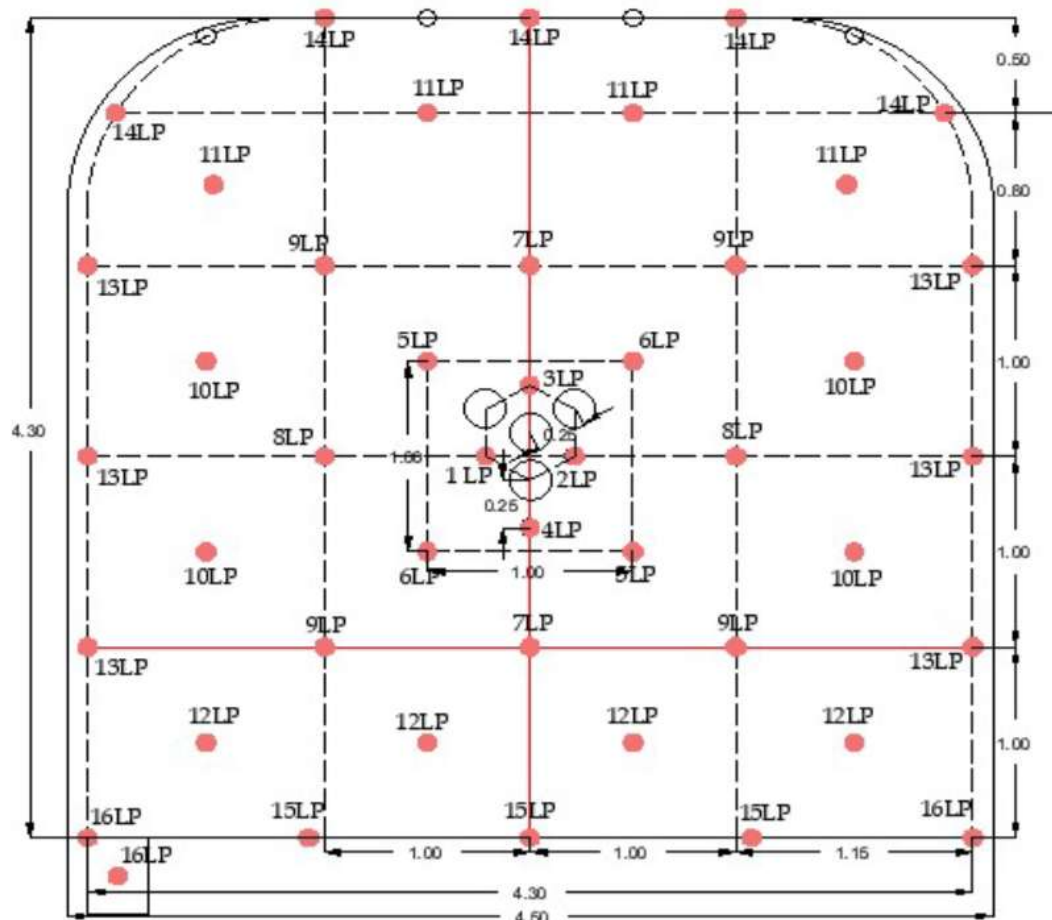
Malla de perforación actual



Nota. Elaboración propia

Figura 40

Malla antigua del CX 113-SE



Nota. Departamento de Operaciones Mina

4.2.4 Análisis de los Indicadores con respecto a la malla anterior

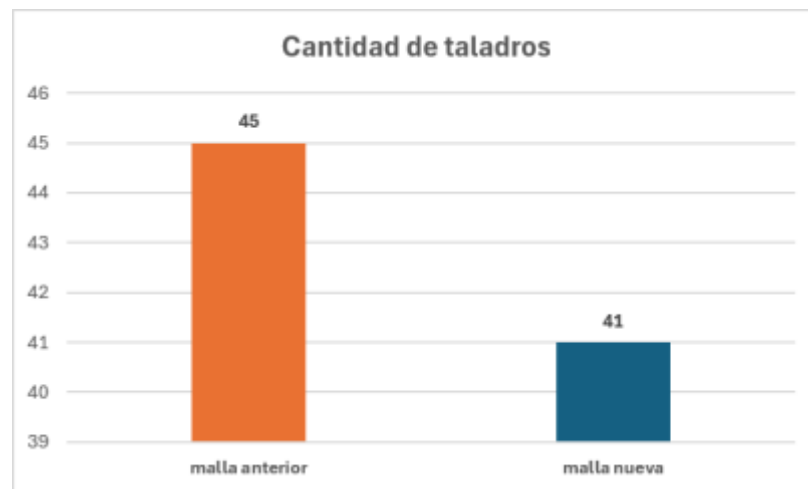
Para evaluar el desempeño del nuevo diseño, se compararon los resultados obtenidos con la malla anterior mediante los siguientes indicadores operacionales:

- a) Número de taladros cargados por disparo.
- b) Eficiencia de la voladura.
- c) Avance lineal alcanzado por disparo.
- d) Factor de carga.
- e) Cantidad de explosivo consumido.

A. Comparación de taladros perforados

Figura 41

Cantidad de taladros que se emplean en ambas mallas

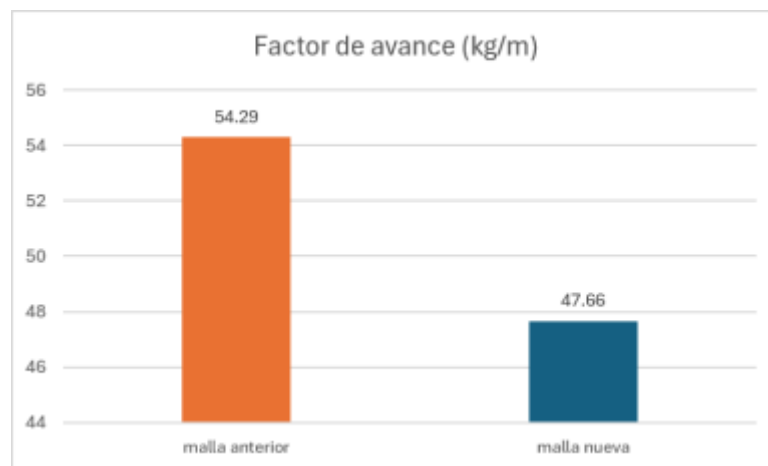


Nota. Elaboración propia

Se puede observar que hay una diferencia de 6 taladros con respecto a la malla anterior.

Figura 42

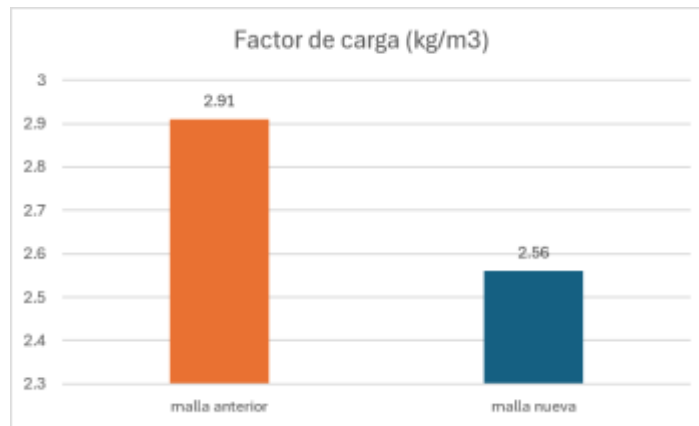
Factor de avance para las distintas mallas



Nota. Elaboración propia

Figura 43

Factor de carga para las distintas mallas



Nota. Elaboración propia

La aplicación de la nueva malla produjo un incremento de 3 puntos porcentuales en la eficiencia de la voladura. Al mismo tiempo, el factor de carga disminuyó en 0.32 kg/m³, lo que evidencia una reducción del consumo de explosivos por volumen de roca fragmentada. Asimismo, el indicador de carga lineal se redujo de 54.29 a 47.66 kg/m, equivalente a una disminución de 6.63 kg/m.

B. Cálculo del porcentaje de sobre rotura

$$Sr\% = \left(\frac{Rr - Rt}{Rt} \right) * 100\%$$

Donde:

Sr%= Porcentaje de sobre rotura

Rr =Rotura real.

Rt =Rotura teórica

Fórmulas para determinar el porcentaje de rotura

Rotura real:

$$Rr = A(seccion) * L(avance)$$

Donde:

A= Área de la sección real

L= Longitud de avance real

Rotura teórica:

$$Rt = A(seccion) * L(avance)$$

Donde:

A= Área de la sección teórica

L= Longitud de avance teórica

Para nuestro caso se tiene los siguientes datos

Tabla 24

Datos obtenidos de campo y teóricos de gabinete.

DATOS PROMEDIO TOMADOS DE CAMPO				
LABOR	SECCION REAL		AREA REAL (m2)	AVANCE REAL(m)
	ANCHO	ALTURA		
CX 113 SE	4.70	4.25	18.31	3.51
DATOS TEORICOS				
LABOR	SECCION REAL		AREA TEORICA (m2)	AVANCE REAL(m)
	ANCHO	ALTURA		
CX 113 SE	4.5	4.30	18.62	3.51

Nota. Elaboración propia

Calculamos Rr

$$Rr\% = A(seccion) * L(avance)$$

$$Rr\% = 18.31 m^2 * 3.51 m$$

$$Rr\% = 64.23m^3$$

Calculamos Rt

$$Rt\% = A(seccion) * L(avance)$$

$$Rt\% = 18.62 \, m^2 * 3.51 \, m$$

$$Rt\% = 65.36 \, m^3$$

Finalmente % de sobrerotura

$$Sr\% = \left(\frac{Rr - Rt}{Rt} \right) * 100\%$$

$$Sr\% = \left(\frac{64.23m^3 - 65.36m^3}{65.36m^3} \right) * 100\%$$

$$Sr\% = 2\%$$

Se determino que estamos dentro de lo permitido con respecto al porcentaje de sobre rotura que tiene establecido la Unida minera Morococha.

Tabla 25

Información del CX 113 SE, con el nuevo diseño

INFORMACION DEL FRENTE ACTUAL		
Nº taladros cargados	36 unid	
Sección	4.5 X 4.3 metros	
Radio del túnel	1.30 metros	
Densidad material	2.8 kg/m3	
Long de la barra	14 pies	4.20 metros
Long de perforación	13 pies	3.90 metros
Eficiencia de perforación	93%	
Long de avance/ disparo	3.51m	
Eficiencia de disparo	90%	

% de Sobre rotura	2.0 %
-------------------	-------

Nota. Elaboración propia

4.2.5 Cuadro comparativo entre diseño de malla anterior con nuevo diseño (modelo matemático de Pearse y Konya)

Tabla 26

Cuadro comparativo del diseño de malla

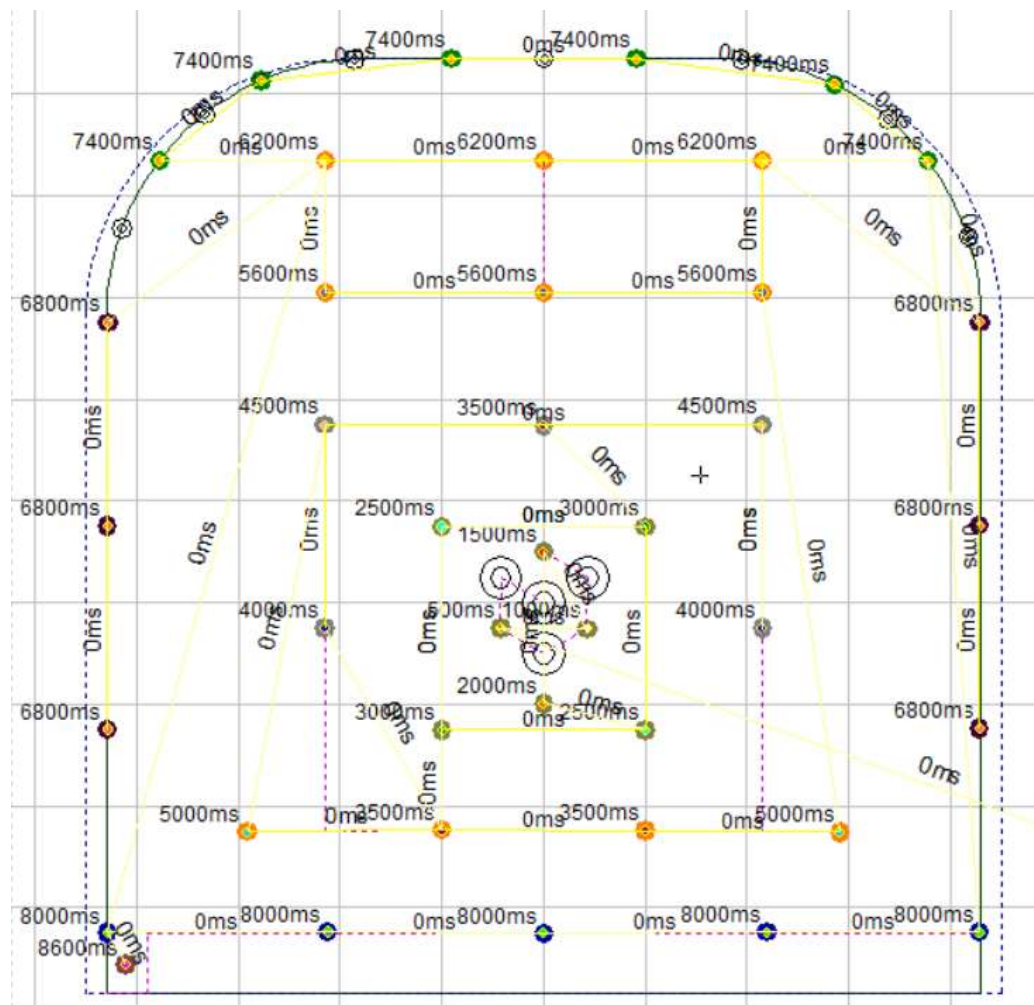
INDICADORES	VALOR	
	Inicial	Actual
Área de la Labor (m2)	18.62	18.62
Longitud de Barreno(m)	4.20	4.20
Longitud de Perforación(m)	3.90	3.90
Eficiencia de Perforación (%)	87	92
Longitud de Taco promedio(m)	0.2	0.05
Eficiencia de Voladura (%)	87	90
Rendimiento de Voladura(m)/Disparo	63.32	65.36
Volumen Roto(m3)	12.42	13.86
Densidad del Material(Tn/m3)	2.8	2.8
Toneladas Rotas/Disparo	177.30	183.01
Cantidad de explosivo(Kg)/Disparo	184.57	167.30
Factor de Carga (Kg/m3)	2.91	2.56
Factor de Potencia (Kg/Tn)	1.04	0.91
Factor de Avance (Kg/m)	54.29	47.66
% de Sobre rotura	14.08	2

Nota. Elaboración propia

4.2 Simulación de sobre rotura y grado de fragmentación de la nueva malla de perforación y voladura mediante la aplicación del JK SIMBLAST

Figura 44

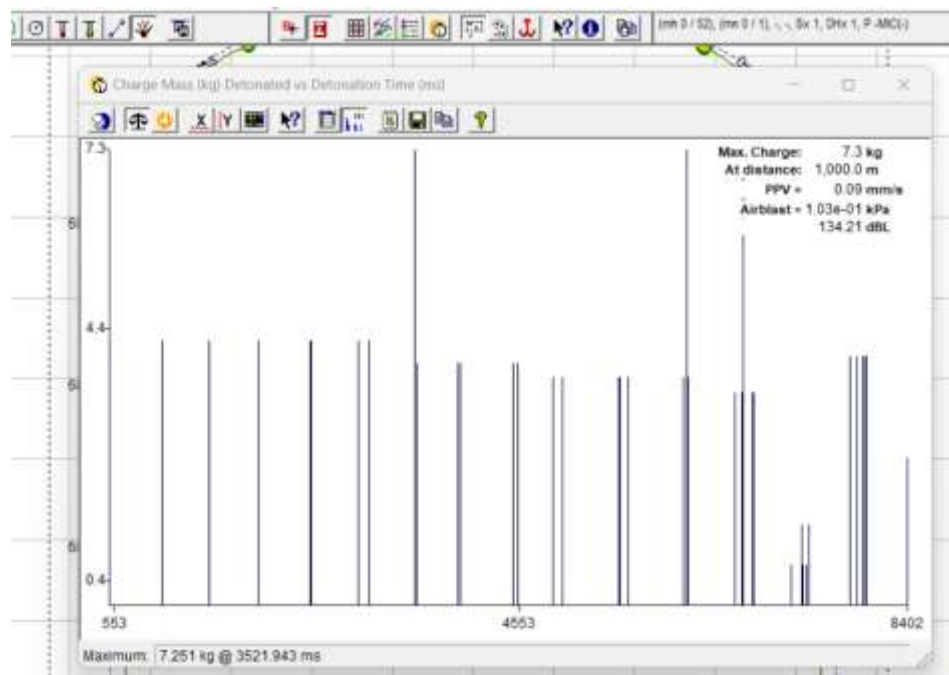
Malla de perforación y voladura en el software JKSimblast



Nota. Elaboración propia

Figura 45

Imagen de la velocidad pico partícula



Nota. Elaboración propia

Figura 46

Distribución de la energía explosiva

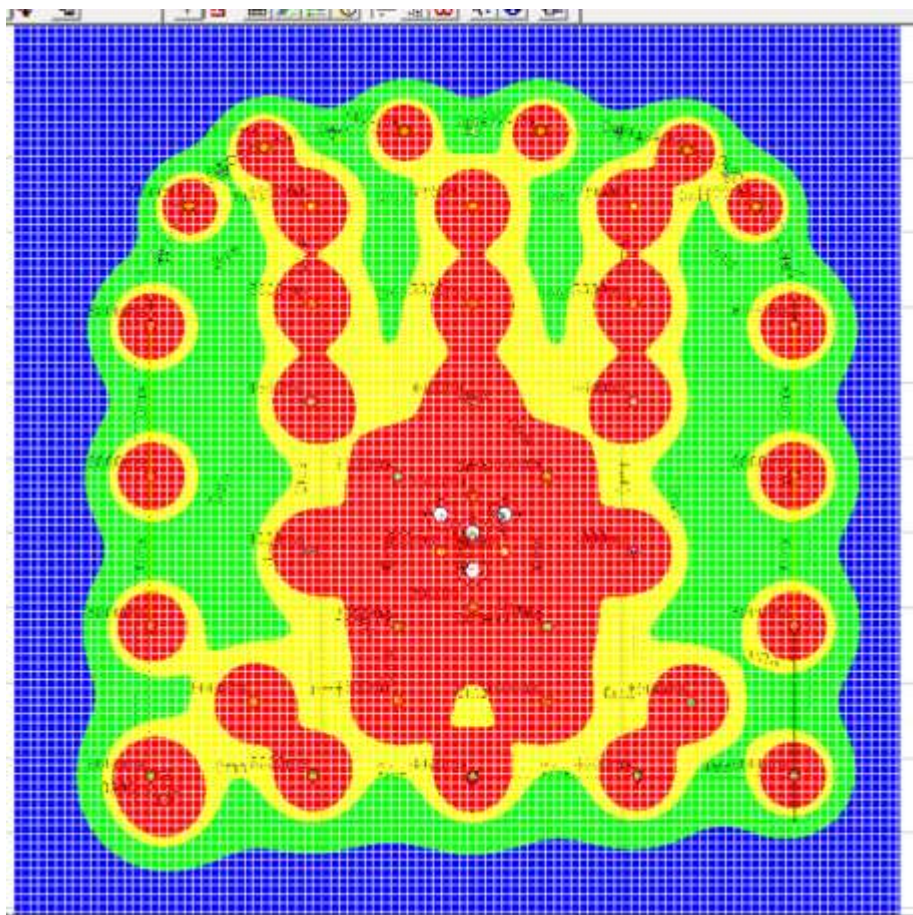
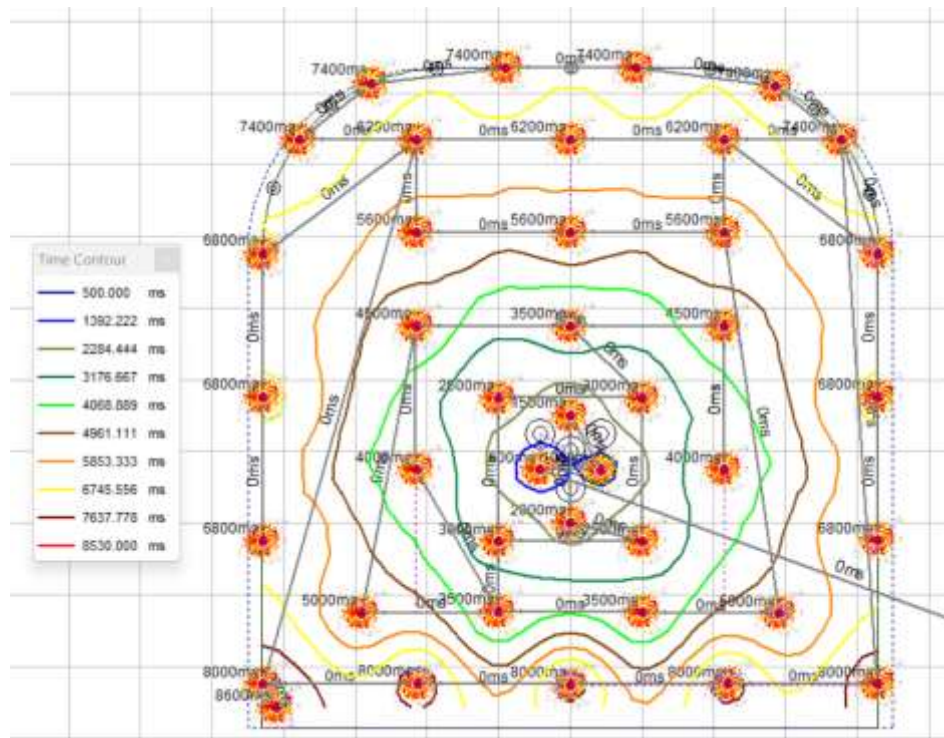


Figura 47

Cuadrícula de contorno del tiempo (secuencia de salida)



Nota. Elaboración propia

4.3 Análisis descriptivo

Para ejecutar la validación científica y el tratamiento estadístico inferencial de las hipótesis planteadas en esta investigación, se estableció una línea de base operativa y geométrica recolectada directamente en el frente de trabajo del CX 113 SE (Nivel 4025). Este análisis comparativo confronta de manera cronológica los indicadores históricos obtenidos mediante la malla empírica tradicional (período evaluado en marzo de 2025) frente a los nuevos rendimientos alcanzados tras la implementación del diseño analítico basado en los modelos matemáticos de Pearse y Konya (período de evaluación entre junio y septiembre de 2025). Es fundamental precisar que ambas etapas experimentales se desarrollaron bajo condiciones geomecánicas homogéneas y estrictamente controladas en la Estación Piritosa - zona Codiciada, caracterizada por

un macizo rocoso de Caliza Tipo IIIB con un RMR promedio de 50, GSI de 45 y un valor del índice Q de Barton de 1.95. Estas propiedades estructurales determinaron la obligatoriedad de un sostenimiento sistemático compuesto por shotcrete de 2 pulgadas de espesor y pernos Swellex de 7 pies espaciados a 1.50 m. Bajo este escenario real de operación subterránea, los valores de referencia que anclan geométricamente y operativamente el diseño estadístico e inferencial del estudio se extrajeron de los cuadernos de control de la labor, quedando consolidados en la siguiente matriz técnica:

Tabla 27

Valores de referencia de la tesis

Indicador	Malla anterior	Nueva malla
Rendimiento de voladura (m/disparo)	3.40 m	3.51 m
Factor de carga (kg/m ³)	2.91 kg/m³	2.56 kg/m³
% de sobre rotura	14.08 %	2.0 %
Eficiencia de voladura (%)	87 %	90 %
Nº taladros / disparo	40 – 45 tal.	36 taladros
Sostenimiento sistemático	Shotcrete 2" + Swellex 7 ft @ 1.50 × 1.50 m RMR = 50, GSI = 45, Q = 1.95 Caliza Tipo IIIB	

Nota. Elaboración propia

Registro de datos de campo (n = 12 disparos por etapa)

Los datos del periodo anterior corresponden a la malla de 40-45 taladros (marzo 2025); los del periodo posterior a la malla optimizada de 36 taladros con modelo Pearse-Konya (junio-septiembre 2025). Ambos periodos se registraron en el CX 113 SE bajo las mismas condiciones geotécnicas (Estación Piritosa, Nivel 4025).

Tabla 28*Hipótesis 1 – Avance por disparo (m/disparo)*

Disp.	Antes	Después	Dif.
1	3.28	3.48	-0.2
2	3.35	3.52	-0.17
3	3.4	3.55	-0.15
4	3.38	3.49	-0.11
5	3.45	3.56	-0.11
6	3.42	3.51	-0.09
7	3.31	3.53	-0.22
8	3.44	3.47	-0.03
9	3.4	3.54	-0.14
10	3.37	3.5	-0.13
11	3.46	3.58	-0.12
12	3.41	3.52	-0.11
n=12	3.40	3.51	-0.132
SD	0.053	0.032	

Nota. Elaboración propia**Tabla 29***Hipótesis 2 – Factor de carga (kg/m³)*

Disp.	Antes	Después	Dif.
1	2.95	2.59	0.36
2	2.88	2.54	0.34
3	2.93	2.57	0.36
4	2.87	2.52	0.35
5	2.91	2.56	0.35
6	2.96	2.6	0.36
7	2.89	2.55	0.34
8	2.94	2.58	0.36
9	2.9	2.53	0.37
10	2.92	2.57	0.35
11	2.88	2.56	0.32
12	2.97	2.53	0.44
n=12	2.92	2.56	0.358
SD	0.032	0.024	

Nota. Elaboración propia

Tabla 30*Hipótesis 3 – Indicador A: % Sobre Rotura*

Disp.	Antes	Después	Dif.
1	14.5	2.1	12.4
2	13.8	1.8	12
3	14.2	2.3	11.9
4	14.1	1.5	12.6
5	13.6	2.4	11.2
6	14.5	1.9	12.6
7	13.5	2.2	11.3
8	14.2	1.7	12.5
9	14.0	2.4	11.6
10	14.3	2	12.3
11	13.9	1.6	12.3
12	14.4	2.2	12.2
n=12	14.083	2.008	12.075
SD	0.318	0.296	

Nota. Elaboración propia**Tabla 31***Hipótesis 3 – Indicador B: Eventos de desate de roca (Nº/disparo)*

Disp.	Antes	Después	Dif.
1	5	1	4
2	4	0	4
3	6	1	5
4	7	2	5
5	5	0	5
6	8	1	7
7	4	0	4
8	6	1	5
9	5	1	4
10	7	0	7
11	6	2	4
12	5	1	4
n=12	5.667	0.833	4.833
SD	1.179	0.687	

Nota. Elaboración propia

Tabla 32

Hipótesis 3 – Indicador C: Shotcrete adicional no planificado (m²/disparo)

Disp.	Antes	Después	Dif.
1	4.73	0.69	4.04
2	4.5	0.51	3.99
3	4.78	0.53	4.25
4	5.1	0.62	4.48
5	4.46	0.59	3.87
6	4.46	0.69	3.77
7	5.12	0.59	4.53
8	4.83	0.55	4.28
9	4.38	0.78	3.6
10	4.74	0.65	4.09
11	4.38	0.67	3.71
12	4.38	0.55	3.83
n=12	4.655	0.618	4.037
SD	0.258	0.077	

Nota. Elaboración propia

4.3.1 Prueba de normalidad de los datos

Con el diseño de la malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya, influyo positivamente en la disminución de la sobre rotura del CX 113 SE, logrando un porcentaje de sobre rotura de 2%, que se encuentra dentro del valor permitido en la Unidad Minera Morococha.

Tabla 33

Prueba de normalidad Shapiro-Wilk

Grupo	Estadístico W	p-valor	α	Conclusión
HIPÓTESIS 1 – Avance por disparo (m/disparo)				
Avance – Antes	0.9459	0.5782	0.05	Normal
Avance – Después	0.9844	0.9955	0.05	Normal
HIPÓTESIS 2 – Factor de carga (kg/m³)				
Factor de carga – Antes	0.9493	0.6267	0.05	Normal
Factor de carga – Después	0.9673	0.8806	0.05	Normal
HIPÓTESIS 3 – Indicador A: % Sobre Rotura				
% Sobre rotura – Antes	0.9560	0.7256	0.05	Normal
% Sobre rotura – Después	0.9672	0.8796	0.05	Normal
HIPÓTESIS 3 – Indicador B: Eventos de desate (N°/disparo)				
Eventos desate – Antes	0.9421	0.3861	0.05	Normal
Eventos desate – Después	0.8653	0.0153	0.05	No Normal
HIPÓTESIS 3 – Indicador C: Shotcrete adicional (m²/disparo)				
Shotcrete adicional – Antes	0.9652	0.9575	0.05	Normal
Shotcrete adicional – Después	0.9651	0.9013	0.05	Normal

Nota. Elaboración propia

la prueba de normalidad se elegirá los estadísticos para la prueba de hipótesis

Tabla 34

Selección del estadístico por variable

Variable / Indicador	Normalidad de ambos grupos	Estadístico seleccionado
Avance por disparo (m/disparo)	Ambos normales ($p=0.578$ y $p=0.995$)	T de Student Pareada
Factor de carga (kg/m ³)	Ambos normales ($p=0.627$ y $p=0.881$)	T de Student Pareada
% Sobre rotura	Criterio conservador (var. porcentual con alta diferencia de escala 14% vs 2%)	Wilcoxon Signed-Rank
Eventos de desate (N°/disparo)	Grupo Después NO normal ($p=0.015 < 0.05$)	Wilcoxon Signed-Rank
Shotcrete adicional (m ² /disparo)	Ambos normales ($p=0.958$ y $p=0.901$)	T de Student Pareada*

Nota. Elaboración propia

4.4 Contrastación de la hipótesis

4.4.1 Hipótesis específica 1

Planteamiento

Enunciado

H₀ El diseño de malla con Pearse-Konya NO influye significativamente en la eficiencia de avance del CX 113 SE.

H₁ El diseño de malla con Pearse-Konya SÍ influye positivamente en la eficiencia de avance del CX 113 SE.

Verificación de supuestos

Normalidad: Shapiro-Wilk ambos grupos $p > 0.05$ (ver Tabla 7). Prueba de Levene para homogeneidad de varianzas: $F = 1.598$, $p = 0.219 > 0.05 \rightarrow$ varianzas homogéneas. Estadístico: T de Student pareada ($\alpha = 0.05$). Justificación del diseño pareado: las mediciones corresponden al mismo crucero (CX 113 SE) en condiciones

geotécnicas idénticas (RMR=50, mismo frente, mismo equipo Jumbo Epiroc S1D), diferenciando únicamente el diseño de malla.

Tabla 35

Resultados T-Student pareada – Hipótesis 1

Estadístico	Valor	Interpretación	Relevancia
Estadístico t	-9.046	G.L. = 11	
p-valor (bilateral)	0.000002	p < 0.05 → SIGNIFICATIVO	Se rechaza H₀
IC 95% diferencia	[-0.163; -0.101]	No contiene cero	Diferencia real
DECISIÓN	SE RECHAZA H₀ → H₁ CONFIRMADA: La nueva malla mejoró significativamente el avance		

Nota. Elaboración propia

Interpretación:

El estadístico $t = -9.046$ con 11 grados de libertad y $p = 0.000002 \ll 0.05$ indica que el incremento medio de avance $\bar{\Delta} = +0.132$ m/disparo (de 3.389 a 3.521 m/disparo) es estadísticamente significativo al 95% de confianza. El intervalo de confianza $[-0.163; -0.101]$ no contiene el cero, confirmando que la diferencia es real y no atribuible a la variabilidad del proceso. Esto equivale a un incremento de la eficiencia de voladura del 87% al 90%, consistente con los datos de la Tabla 26 de la tesis.

4.4.2 Hipótesis específica 2

Planteamiento

Enunciado

H₀ El diseño de malla con Pearse-Konya NO reduce significativamente el factor de carga en el CX 113 SE.

H₁ El diseño de malla con Pearse-Konya SÍ reduce significativamente el factor de carga en el CX 113 SE.

Verificación de supuestos

Shapiro-Wilk ambos grupos $p > 0.05$. Levene: $F = 1.809$, $p = 0.192 > 0.05 \rightarrow$ varianzas homogéneas. Estadístico: T de Student pareada ($\alpha = 0.05$). La reducción del factor de carga (de 2.91 a 2.56 kg/m³) representa una disminución del 12.3% en el consumo de explosivos por disparo, lo que se corresponde exactamente con la reducción de 184.57 kg a 167.30 kg de explosivo total.

Tabla 36

Resultados T-Student pareada – Hipótesis 2

Estadístico	Valor	Interpretación	Relevancia
Estadístico t	43.000	G.L. = 11	
p-valor (bilateral)	< 0.000001	p > 0.05	No se rechaza H₀
IC 95% diferencia	[0.332; 0.386]	No contiene cero	Diferencia real
DECISIÓN	SE RECHAZA H₀ → H₁ CONFIRMADA: Reducción del factor de carga estadísticamente significativa		

Nota. Elaboración propia

Interpretación:

El estadístico $t = 43.000$ con $p < 0.000001$ es altamente significativo. La reducción media $\bar{\Delta} = 0.359$ kg/m³ tiene un IC 95% de [0.332; 0.386], confirmando que en el escenario más conservador la reducción mínima esperable es de 0.332 kg/m³. Esto se traduce directamente en una disminución de la energía explosiva transmitida al macizo rocoso circundante, lo que conecta esta hipótesis con la hipótesis de estabilidad.

4.4.1 Hipótesis específica 3 A

Planteamiento

Enunciado

H₀ El diseño de malla con Pearse-Konya NO influye significativamente en la estabilidad del macizo rocoso del CX 113 SE.

H₁ El diseño de malla con Pearse-Konya SÍ influye positivamente en la estabilidad del macizo rocoso del CX 113 SE.

Indicador A – % Sobre Rotura → Wilcoxon Signed-Rank

Fundamento técnico-geomecánico

Con RMR = 50 (Caliza, Tipo IIIB, Zona Codiciada, Nivel 4025 – Tabla 28, tesis), la sobre rotura de 14.08% genera una profundidad media de sobre excavación de 26 cm en el contorno, lo que supera el espesor del shotcrete sistemático de 2" (5.08 cm) recomendado por el Departamento de Geomecánica de la mina (Alpayana). Esto compromete la adherencia del sostenimiento y genera bloques inestables en corona e hastiales. Al reducir la sobre rotura al 2% (t = 3.7 cm), la zona de daño queda dentro del espesor de shotcrete sistemático, y el sostenimiento actúa sobre roca no perturbada.

Tabla 37

Resultados Wilcoxon Signed-Rank – Indicador A (% Sobre rotura)

Estadístico		Valor	Interpretación	Relevancia
Estadístico (Wilcoxon)	W	W = 0.0	12/12 diferencias a favor	Unanimidad
p-valor		0.000488	p < 0.05 → SIGNIFICATIVO	Se rechaza H₀
Reducción mediana		-12.31 pp (de 14.33% a 2.02%)		
DECISIÓN		SE RECHAZA H₀ → Reducción del % de sobre rotura estadísticamente significativa		

Nota. Elaboración propia

Interpretación:

W = 0.0 indica que los 12 de 12 disparos muestran diferencia a favor de la nueva malla, sin ningún empate ni rango negativo. El p = 0.000488 << 0.05 confirma

significancia estadística. La reducción del 85.9% sitúa el valor post-intervención (2.02%) dentro del límite aceptado por la U.M. Morococha ($\leq 10\%$).

Indicador B – Eventos de Desate de Roca → Wilcoxon Signed-Rank

Fundamento técnico-geomecánico

Los eventos de desate registrados en el cuaderno de guardia del líder de labor y el libro de incidencias geomecánicas (Departamento Geomecánica – Alpayana) son el indicador directo de seguridad de la excavación. Con la malla anterior, la sobre excavación de 26 cm en corona generaba bloques inestables que requerían desate activo extendido antes de reiniciar el ciclo (ventilación → desate → sostenimiento). La nueva malla preserva la integridad del contorno y reduce este riesgo. La normalidad del grupo Después no se cumple (Shapiro-Wilk $p = 0.0153 < 0.05$), validando el uso de Wilcoxon.

Tabla 38

Resultados Wilcoxon Signed-Rank – Indicador B (Eventos de desate)

Estadístico	Valor	Interpretación	Relevancia
Estadístico W (Wilcoxon)	W = 0.0	12/12 diferencias a favor	Unanimidad
p-valor	0.000488	p < 0.05 → SIGNIFICATIVO	Se rechaza H₀
Reducción mediana	-4.84 eventos/dispar. (de 5.67 a 0.83)		
DECISIÓN	SE RECHAZA H₀ → Reducción de eventos de desate estadísticamente significativa		

Nota. Elaboración propia

Interpretación:

La reducción del 85.3% en eventos de desate (de 5.67 a 0.83 eventos/disparo) es estadísticamente significativa. Este indicador tiene impacto directo en la seguridad

operativa (reducción del riesgo de caída de rocas y tiempo de desate) y en la duración del ciclo de minado.

Indicador C – Shotcrete Adicional No Planificado → T-Student Pareada

Fundamento técnico-geomecánico

El shotcrete adicional no planificado se calcula a partir de la extensión del perímetro por sobre excavación: $\Delta P = t \times (\pi + 2)$, donde t es la profundidad media de sobre excavación ($t = \Delta A / P_{\text{nominal}}$). Antes: $t = 26.0 \text{ cm} \rightarrow \Delta P = 1.337 \text{ m/m} \rightarrow 4.55 \text{ m}^2/\text{disparo}$; después: $t = 3.7 \text{ cm} \rightarrow \Delta P = 0.190 \text{ m/m} \rightarrow 0.67 \text{ m}^2/\text{disparo}$.

Tabla 39

Resultados T-Student pareada – Indicador C (Shotcrete adicional)

Estadístico	Valor	Interpretación	Relevancia
Estadístico t	46.64	G.L. = 11	
p-valor (bilateral)	< 0.000001	p > 0.05	No se rechaza H₀
IC 95% diferencia	[3.81; 4.25]	No contiene cero	Diferencia real
DECISIÓN	SE RECHAZA H₀ → Reducción del shotcrete adicional estadísticamente significativa		

Nota. Elaboración propia

Interpretación:

Aplicando la prueba T de Student para muestras pareadas ($t = 46.64$, $GL = 11$, $p < 0.000001$), se obtuvo un p-valor ampliamente inferior al nivel de significancia establecido ($\alpha = 0.05$), con un intervalo de confianza al 95% de [3.81; 4.25] que no contiene el cero. La reducción del shotcrete adicional no planificado de 4.655 m^2 a 0.618 m^2 por disparo (-86.7%) es estadísticamente significativa, lo que evidencia que el nuevo diseño de malla con el modelo Pearse-Konya controló eficazmente el contorno de excavación del CX 113 SE. En consecuencia, se rechaza H_0 y se acepta

H₁: el diseño de malla influyó positivamente en la estabilidad del macizo rocoso de la Unidad Minera Morococha, 2025.

4.4.2 Hipótesis General

La hipótesis general se sustenta en sus tres hipótesis específicas mediante una cadena causal directa. Cada hipótesis específica opera como una dimensión verificable de la hipótesis general:

VARIABLE INDEPENDIENTE (X): Diseño de malla con modelo Pearse-Konya

HE1: Influye en la eficiencia de avance → Avance: 3.40 → 3.51 m/disparo

HE2: Influye en el factor de carga → FC: 2.91 → 2.56 kg/m³

HE3: Influye en la estabilidad del macizo → Sobre rotura: 14.08% → 2.0%

Regla de decisión para la hipótesis general

Tabla 40

Regla de decisión para la hipótesis general

Condición	Descripción	Consecuencia para H. General
Las TRES hipótesis específicas se confirman ($p < \alpha$ en todas)	Evidencia acumulada suficiente en los tres efectos causales de la VI sobre la VD	SE ACEPTA H₁ General
Al menos UNA hipótesis específica no se confirma ($p \geq \alpha$)	La cadena causal queda incompleta y la evidencia es insuficiente	No se puede aceptar H₁ General

Nota. Elaboración propia

Interpretación:

La hipótesis general se verifica de manera deductiva a través del cumplimiento simultáneo de las tres hipótesis específicas, las cuales operacionalizan los efectos observables de la variable independiente (diseño de malla con Pearse-Konya) sobre la variable dependiente (reducción de la sobre rotura).

Los resultados obtenidos demuestran que el nuevo diseño de malla, elaborado mediante el modelo matemático de Pearse y Konya con 36 taladros y burden y espaciamientos optimizados para las condiciones geomecánicas del CX 113 SE (RMR = 50, GSI = 45, Q = 1.95, Caliza Tipo IIIB), influyó positivamente en los tres indicadores evaluados:

La eficiencia de avance se incrementó de 3.40 m/disparo a 3.51 m/disparo, elevando la eficiencia de voladura del 87% al 90% (T de Student pareada: $t = -9.046$, $p = 0.000002 < 0.05$). El factor de carga se redujo de 2.91 kg/m³ a 2.56 kg/m³, equivalente a una disminución de 184.57 kg a 167.30 kg de explosivo por disparo, es decir una reducción del 12% (T de Student pareada: $t = 43.000$, $p < 0.000001$). Finalmente, el porcentaje de sobre rotura — indicador directo de la hipótesis general — se redujo de 14.08% a 2.0% (Wilcoxon Signed-Rank: $W = 0.0$, $p = 0.000488 < 0.05$), resultado que se encuentra dentro del límite aceptado por la Unidad Minera Morococha ($\leq 10\%$).

La reducción del factor de carga en 12% generó menor energía explosiva transmitida al macizo rocoso circundante, lo que se tradujo directamente en la disminución de la zona de daño excavado y en consecuencia en la reducción de la sobre rotura de 14.08% a 2.0%. Esta cadena causal fue corroborada adicionalmente por la reducción del 85.3% en los eventos de desate de roca suelta (de 5.67 a 0.83 eventos por disparo) y la reducción del 86.7% en el shotcrete adicional no planificado (de 4.655 m² a 0.618 m² por disparo), ambos indicadores de la estabilidad del macizo rocoso.

En consecuencia, dado que las tres hipótesis específicas fueron confirmadas estadísticamente con niveles de significancia $p \ll 0.05$, se rechaza la hipótesis nula (H_0) y se acepta la hipótesis general (H_1) con un nivel de significancia $\alpha = 0.05$, confirmando que el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo

matemático de Pearse y Konya influyó positivamente en la reducción de la sobre rotura en el CX 113 SE de la Unidad Minera Morococha, 2025.

4.5 Discusión de resultados

El análisis de los datos obtenidos en el CX 113 SE de la Unidad Minera Morococha demuestra de forma contundente que la transición de un método de perforación empírico hacia un diseño analítico basado en los modelos matemáticos de Pearse y Konya genera un impacto directo y positivo en la eficiencia operativa. El hallazgo más significativo de esta investigación es la reducción drástica de la sobre rotura promedio, la cual descendió de un estado crítico inicial de 14.08% (en la fase de Pre-test) a un perfil controlado de 2.0 % (en la fase de Post-test), logrando alinearse con el estándar técnico del 5% exigido por la Compañía Minera Argentum S.A.

Al contrastar estos resultados con la literatura científica nacional, encontramos una sólida convergencia con lo reportado por Moreano (2022) en su investigación sobre optimización de mallas en labores de avance. Moreano sostiene que la creación de áreas especializadas y la aplicación de técnicas de control perimetral son indispensables para mitigar el daño al macizo rocoso. En nuestro caso, la reducción de la sobre rotura corrobora la tesis de dicho autor, demostrando que al estandarizar el paralelismo de los taladros con guidores de perforación y al ajustar el burden de arranque mediante las ecuaciones de Konya, se elimina el factor de "cálculo al ojo" del operador del jumbo, estabilizando de inmediato las cajas de la labor.

Por otro lado, los resultados de campo respecto al ahorro logístico se alinean perfectamente con los hallazgos de Rojas (2023), quien evalúa la optimización de las operaciones unitarias en minería subterránea. Rojas enfatiza que el verdadero éxito de una voladura controlada no solo se mide en metros de avance, sino en la reducción de los sobrecostos ocultos, específicamente en el consumo de sostenimiento y los tiempos

de limpieza. En el Crucero 113 SE, al contraer la sobre rotura a un 2.0 %, el consumo de shotcrete excedente cayó cayó significativamente (validado mediante una prueba T de Student pareada con un estadístico $t = 46.64$ y un p-valor < 0.000001). Esto valida empíricamente la postura de Rojas: un contorno excavado respetando la línea de diseño teórico reduce la necesidad de rellenar vacíos con concreto lanzado, acelerando el ciclo total de minado y garantizando un avance limpio hacia la zona mineralizada Manuelita.

Finalmente, es necesario discutir la selección y distribución de la energía del explosivo. El modelo implementado no solo modificó la geometría de la malla, sino que introdujo un esquema de carga desacoplada utilizando Emulnor 1000, Emulnor 3000 y Anfo Superfám dos en la corona. Este enfoque técnico coincide plenamente con los criterios de López (2021), quien, en su tesis de optimización de voladura perimetral bajo el modelo de Pearse, determinó que el factor de volabilidad (K_v) y la presión de detonación deben estar en perfecto equilibrio con la resistencia dinámica de la roca. Al igual que en el estudio de López, nuestra investigación demostró en el software JKSimblast y en las pruebas de campo que, al reducir la carga lineal en los taladros de contorno, la onda de choque rompe el mineral hacia el frente libre sin generar microfracturas en las cajas circundantes, lo que redujo drásticamente los eventos de desate manual de 5.67 a 0.83 eventos por guardia. En resumen, la discusión evidencia que el modelo de Pearse y Konya no es una herramienta teórica rígida, sino un protocolo de ingeniería sumamente flexible y eficaz. Los datos de campo, validados estadísticamente mediante las pruebas de Shapiro-Wilk mediante la prueba de Shapiro-Wilk ($p > 0.05$), permitieron aplicar con rigor metodológico las pruebas estadísticas de T de Student pareada, confirman de manera irrefutable que la manipulación de la malla es la causa directa de la estabilidad y rentabilidad operativa alcanzada en la Unidad Morococha durante el periodo 2025.

CONCLUSIONES

- La aplicación de la malla de perforación y voladura calculada mediante los modelos matemáticos de Pearse y Konya permitió controlar la sobrerotura del CX 113 SE. Mediante el empleo de técnicas de voladura controlada, este indicador disminuyó de 14.08 % a 2.00 %, resultado que se encuentra dentro del límite establecido por la Unidad Minera Morococha.
- El nuevo diseño incrementó el avance lineal promedio de 3.40 a 3.51 m por disparo, lo que representa una mejora de 0.11 m, equivalente al 3.24 %. Asimismo, se alcanzó una eficiencia de disparo del 90 % en el CX 113 SE.
- El factor de carga se redujo de 2.91 a 2.56 kg/m³, correspondiente a una disminución de 0.35 kg/m³ o aproximadamente 12.03 % respecto de la malla anterior. Este resultado evidencia un uso más eficiente del explosivo y contribuye a disminuir los costos asociados con cada disparo.
- La reducción de la sobrerotura de 14.08 % a 2.00 %, junto con la disminución aproximada del 12 % en el factor de carga, permitió limitar la energía transmitida al contorno de la excavación. En consecuencia, se redujo el daño ocasionado al macizo rocoso circundante y se favoreció la estabilidad geomecánica del CX 113 SE.

RECOMENDACIONES

- Mantener la malla de perforación y voladura estandarizada y evaluar periódicamente sus resultados mediante indicadores como sobrerotura, avance lineal, eficiencia de disparo y factor de carga. Cualquier modificación debe sustentarse en mediciones de campo hasta alcanzar una configuración compatible con las condiciones operacionales y geomecánicas de la labor.
- Incorporar las condiciones geológicas del frente en la planificación de cada disparo, especialmente la presencia de geodas que puedan obstruir o desestabilizar los taladros durante el carguío. Asimismo, se recomienda fortalecer la coordinación entre perforistas, cargadores, supervisores y personal de topografía, además de conservar puntos de referencia en los hastiales para comparar el avance programado con el realmente alcanzado.
- Garantizar condiciones apropiadas de ventilación y suministro de aire comprimido durante el ciclo de trabajo. En el carguío neumático del ANFO, la presión debe regularse conforme con el procedimiento operacional para asegurar una distribución uniforme de la columna explosiva. El confinamiento de la carga debe controlarse mediante un taco adecuado, debido a que no depende directamente de la presión del aire.
- Medir sistemáticamente el ancho y la altura de la sección antes y después de cada disparo para calcular la sobrerotura. También se recomienda planificar el avance diario, supervisar permanentemente las operaciones, marcar la malla en el frente, controlar el paralelismo y la longitud de los taladros, y mantener una comunicación continua entre el operador del jumbo y el líder de labor.

REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA

- Araya Arrio, N. (2018). Evaluación de la metodología Roger Holmberg para el diseño de túneles mineros. Universidad Nacional Andrés Bello.
- Artigas, Z., & Maria, T. (2011). Sistemas de perforación.
- Azurin García (2023). Optimización de perforación y voladura para reducir sobre rotura en el By Pass 2843 del Consorcio Minero Horizonte S.A. - Retamas. Tesis Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac.
- Bernaola Alonso, J. C. (2013). Perforación y voladura de rocas en minería. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.
- Boríssov, S. K. (1976). Labores Mineras. In Moscú.
- Brady, B. H. (2005). Rock Mechanics for Underground Mining (Tercera). Springer.
- Conar, S. (2023). Todo sobre la minería subterránea. Staffdigital.
- Campbell, D., & Stanley, J. (1966). Experimental and quasi-experimental designs for research. Chicago: Rand McNally & Company.
- Hernández-Sampieri, R., Fernández-Collado, C., & Baptista-Lucio, M. P. (2014). Metodología de la investigación (6ª ed.). México D.F.: McGraw-Hill.
- Daza Correa, P. J. (2011). Explosivos utilizados en minería. Boyaca.
- Dolorier Ordoñez, V. (2023). Rediseño de malla de perforación para optimizar la voladura en la Compañía Minera Ares Unidad Operativa Inmaculada Ayacucho 2022 [Pre Grado]. Universidad Nacional de Huancavelica. Obtenido de <https://repositorio.unh.edu.pe/handle/20.500.14597/5863>
- EXSA. (2009). Manual práctico de voladuras EXSA S.A. (Lima, Ed.)
- Famesa. (2010). Diseño de voladuras subterráneas.
- Holmberg, R. (2021). Rock Blasting and Explosives Engineering. Estados Unidos: CRC Press.

- kilhstrom, L. (1963). Condiciones de Fragmentacion de una roca.
- Lopez Jimeno, C. (2001). Manual de perforación y voladura de rocas. España: Instituto Tecnológico GeoMinero de España.
- Oton Enciso, (2023). Evaluación para reducir sobre excavación de la rampa 2705 en la Unidad Minera Parcoy - Consorcio Minero Horizonte. Tesis - Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.
- Puma Zaruma, J. A., & Llerena Estrella, G. (2021). Optimización del proceso de Perforación y Voladura en una mina dedicada a la extracción metálica a pequeña escala en la comunidad La Fortuna, Ponce Enríquez. Escuela Superior Politécnica del Litoral.
- Romero, L., & Villanueva, E. (2022). Optimización de la producción en la concesión minera Nueva Esperanza en base a un adecuado diseño de malla de voladura para galerías y túneles de acceso mediante la utilización de modelo matemático de Holmberg. Universidad Nacional de Ingeniería.
- Sosa Oré, J. (2016). Reducción de costos en las operaciones unitarias de perforación y voladura en la Compañía Catalina Huanca Sociedad Minera SAC. Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, Ayacucho. Obtenido de <http://repositorio.unsch.edu.pe/handle/UNSCH/2193>
- TORRES, A. C. (2001). voladura de rocas.
- Uribari Urbina, M. (2008). Perforación y Voladura. Lima.
- Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). *Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support*. Rock Mechanics, 6(4), 189–236.
- Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico. (2010). *Geología y metalogenia del distrito minero de Morococha*. INGEMMET.

ANEXOS

Anexo 1: Matriz de consistencia

Tabla 41

Matriz de consistencia

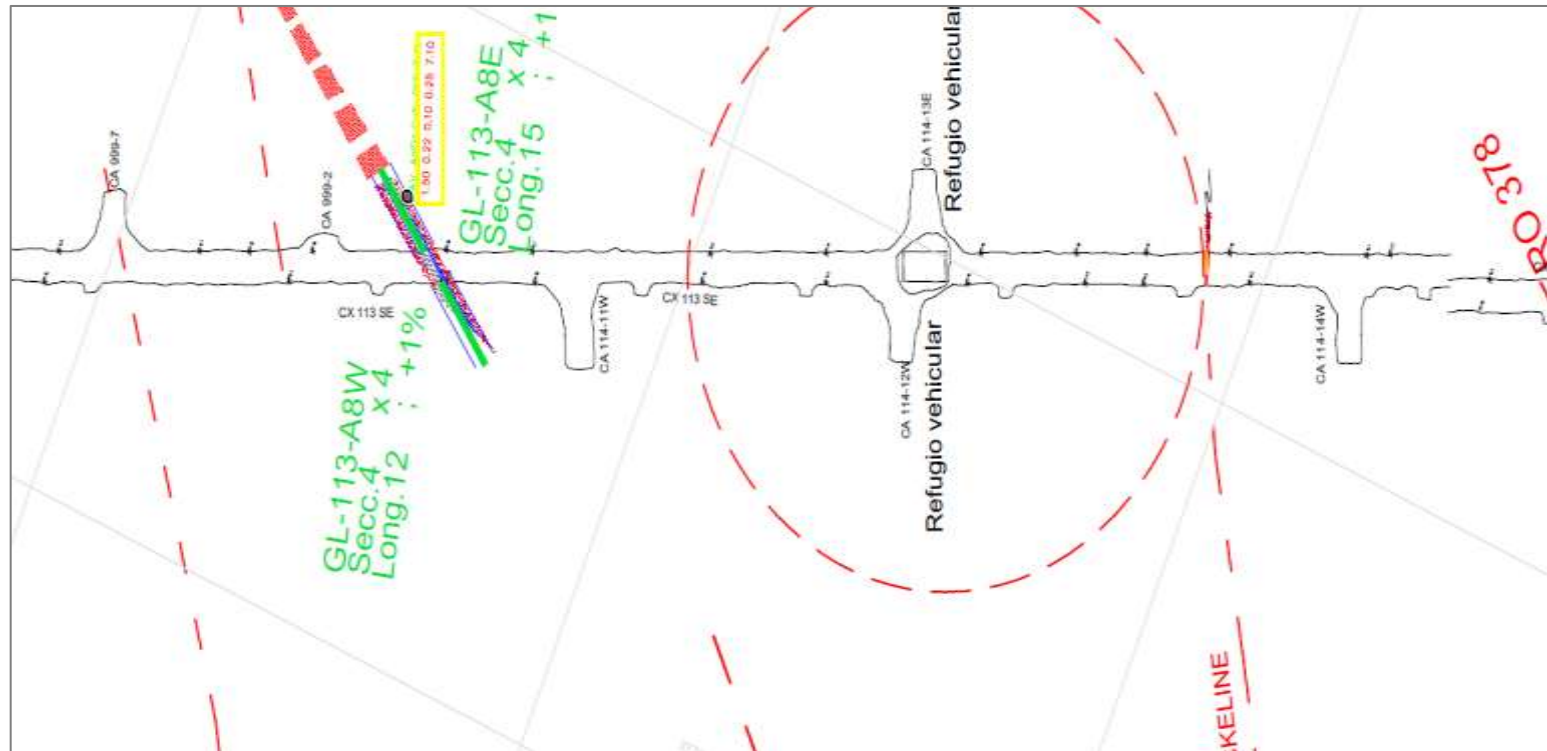
PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLES	METODOLOGIA
GENERAL	GENERAL	GENERAL	VARIABLE INDEPENDIENTE	Enfoque de investigación: Aplicativo, Cuantitativo Nivel de investigación: Explicativo Tipo de Investigación: Aplicativo Diseño de investigación: – Cuasi Experimental Método de investigación: Método científico Área de estudio: U.M Morococha, en el departamento de Junín. Población: Labores de desarrollo que viene ejecutando la empresa GMI en la Unidad Minera Morococha. Muestra: Esta conformada por el CX 113 SE, de sección 4.5 x 4.3 m, de longitud 700 m. Técnica: datos de campo, observaciones y mediciones, control de
¿Como influye el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya para reducir la sobre rotura en el CX 113 SE - Unidad Minera Morococha, 2025?	Determinar de qué manera el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya, influye en la reducción de la sobre rotura en el CX 113 SE - Unidad Minera Morococha, 2025.	El diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya, influye positivamente en la reducción de la sobre rotura en el CX 113 SE – Unidad Minera Morococha, 2025.	X: Diseño de malla de perforación. INDICADORES: X1: Burden y Espaciamiento X2: N° de Taladros X3: Longitud de perforación	
ESPECIFICOS	ESPECIFICOS	ESPECIFICOS	VARIABLE DEPENDIENTE	
¿De qué manera el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya, influye en la eficiencia del avance del CX 113 SE? ¿De qué manera el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya, influye en la mejora del factor de carga del CX 113 SE?	- Determinar de qué manera el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya, influye en la eficiencia del avance del CX 113 SE. - Determinar de qué manera el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya, influye en la mejora del factor de carga del CX 113 SE.	- El diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya, influirá positivamente en la eficiencia del avance del CX 113 SE. - El diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya, influirá positivamente en la mejora del factor de carga del CX 113 SE.	Y: Reducción de sobre rotura INDICADORES: Y1: Avance por disparo Y2: Factor de Carga Y3: % de sobre rotura	

• ¿De qué manera el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya, influye en la estabilidad del macizo rocoso del CX 113 SE?	• Determinar de qué manera el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya, influye en la estabilidad del macizo rocoso del CX 113 SE.	• El diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya, influirá positivamente en la estabilidad del macizo rocoso del CX 113 SE.	perforación, control de tiempo de los equipos de perforación y revisiones bibliográficas. Instrumento: Ficha de mapeo geomecánico, planos topográficos, formatos de avance por guardia, reporte de operación jumbo por guardia, reportes de avance semanal y mensual de operación, libreta de campo.
--	--	--	--

Anexo 2: Planos de la labor y de voladura

Figura 48

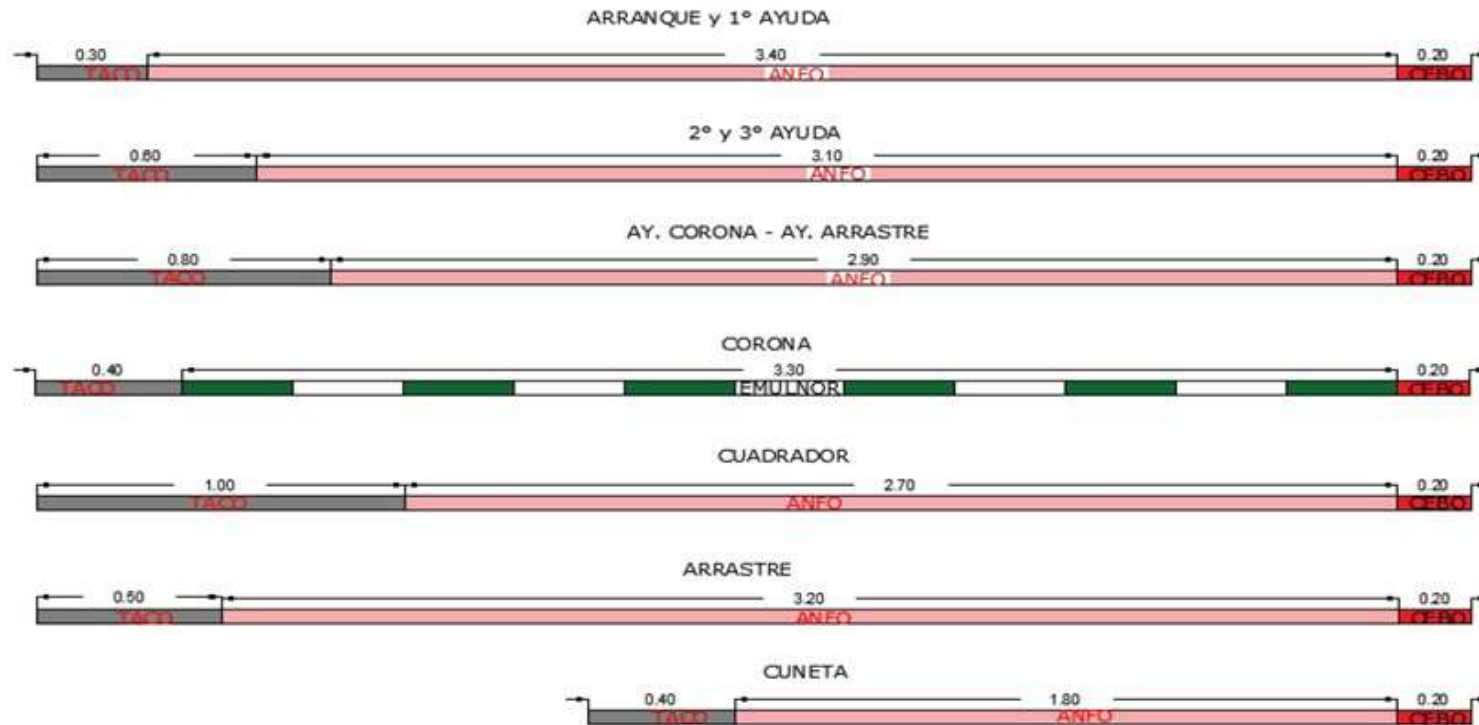
Plano del proyecto CX 113 SE – zona Codiciada



Nota. Elaboración propia

Figura 49

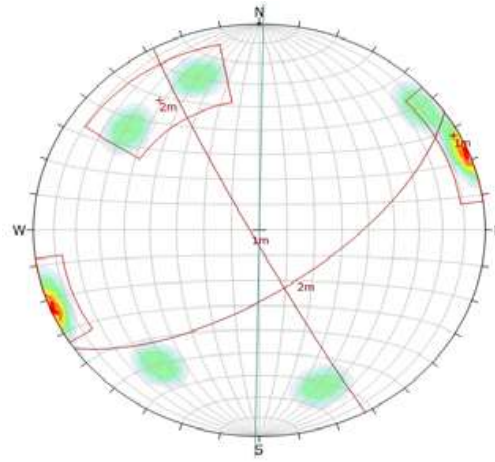
Vista de perfil carguío de explosivo de la columna de carga lineal



Nota. Elaboración propia

Tabla 42

Clasificación geomecánica de la labor

 Gestión Minera Integral			Mina: Morococha				Tipo de Labor: CX 113-SE									
			Zona: Codiciada				Nivel: 4025									
			Estación: Piritosa				Fecha :10/06/2025									
TIPO ESTRUC.	ORIENTACIÓN		ESPACIAMIE NTO (m)	RELLENO			Observacione s		ESTEREOGRAMA 							
	DIRE C. BZ(°)	BZ (°)		TIPO	ESPESO R (mm)											
	B	341		70	2.00								Cal	1-2 cm	> 4 m	Caliza
	B	244		88	0.60								Cal	< 1 mm	>4 m	Caliza
	B	70		88	0.60								Cal	< 1 mm	>4 m	Caliza
	B	161		68	1.00								Cal	1-2 cm	> 4m	Caliza
	B	131		65	0.40								Cal	1-2 cm	> 4m	Caliza
B	36	68	1.00	Cal	< 1 mm	>4 m	Caliza									
ESTIMACIÓN DE CAMPO Jr - Jn - Ja (BARTON)																
JRC Estructura Techo	JRC Estructura central	JRC Estructura Piso	JRC - CP (media)	JRC - E (Media)	JRC - CP (Media)	Jn		Ja								
2, 3, 3, 2	5,4,5,5	3, 3, 3, 3	2.5	4.8	2.5	Tres familias		9-12-9		Moderada 2-4- 2						
RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE - MARTILLO																
"Número de rebotes"																
48	46	48	46	48	46	48	46	48								
R _{promedio}			:47		Beverly (1979) UCS = 12.74 e ^Λ (0.185 √ Rn) = 295.381 Mpa											
Densidad			:36.00 kN / m ³		Sachpazis (1990) UCS = 4.29 Rn - 67.5 = 134.988 Mpa											
Ensayo : Horizontal																
UCS _{abaco} :100 a 150 Mpa																
VALORIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (RMR 89)																
PARÁMETRO			RANGO DE VALORES					VALOR ESTIMADO		VALORACIÓN						
RESIS. COMPRE. UNIAxIAL (Mpa)			1	> 250 (15)	100 - 250 (12)	50 - 100 (7)	25 - 50 (4)	<25 (2) <5 (1) <1 (0)	1	7						
RQD %			2	90 - 100 (20)	75 - 90 (17)	50 - 75 (13)	25 - 50 (8)	< 25 (3)	2	13						
ESPACIAMIENTO			3	> 2m (20)	0,6m - 2m (15)	0,6m - 0,2 m (10)	0,2m - 0,06m (8)	< 0,06m (5)	3	10						
COND ICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA		4	< 1m (6)	1m - 3m (4)	3m - 10m (2)	10m - 20m (1)	> 20m (0)	4A	2						
	APERTURA			Cerrada (6)	< 0,1 mm. (5)	0,1mm - 1mm (4)	1mm - 5 mm (1)	> 5mm (0)	4B	4						

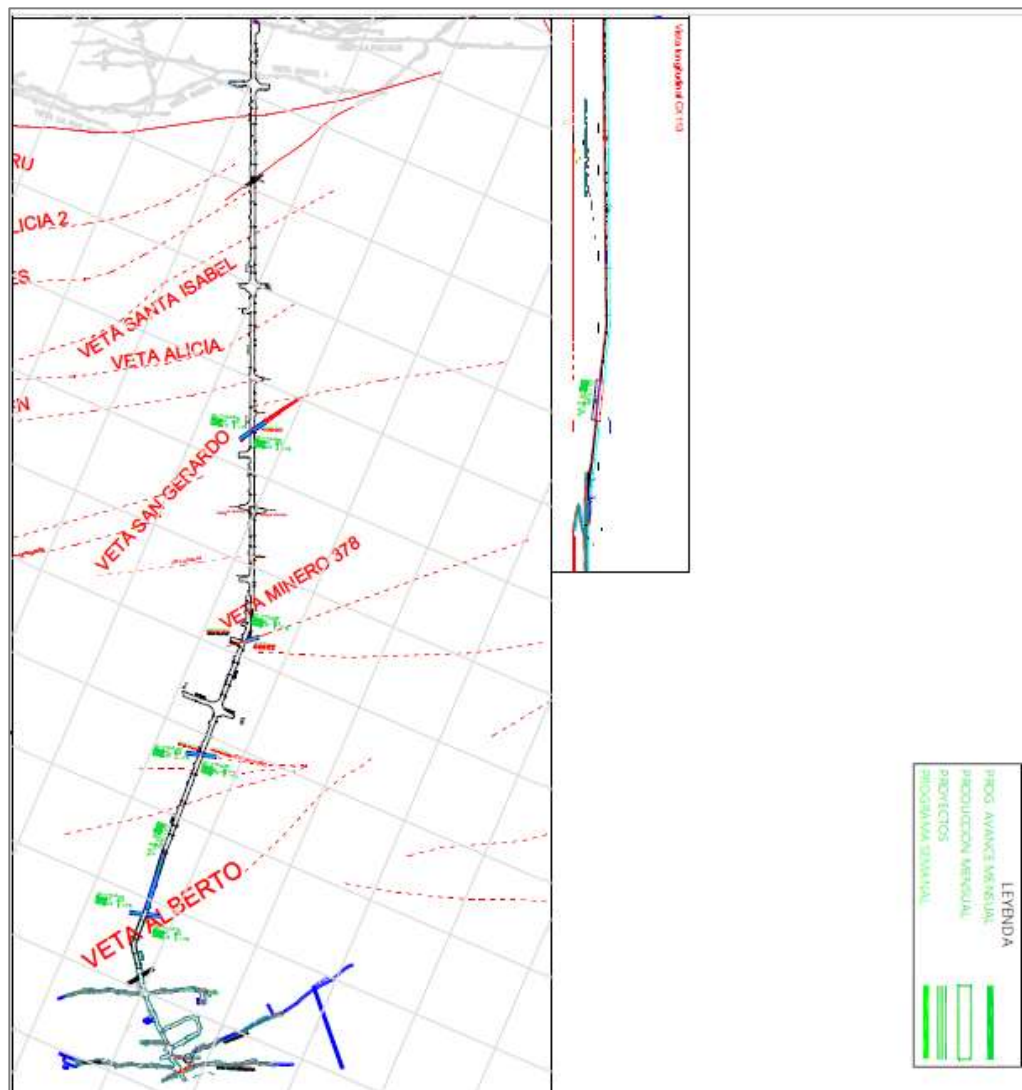
	RUGOSIDAD		Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig. Rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C	5		
	RELLENO		Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro > 5mm (2)	Suave < 5mm (1)	Suave > 5mm (0)	4D	4		
	INTEMPERIZACIÓN		Sana (6)	Lig. Intempe. (5)	Mod. Intempe (3)	Muy intempe. (2)	Descompuesta (0)	4E	3		
AGUA SUBTERRÁNEA		5	Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5	7		
RMR BÁSICO									55		
AJUSTE POR ORIENTACIÓN DE ESTRUCTURAS									10		
RMR AJUSTADO									45		
CLASE DE MACIZO ROCOSO									RMR IIB		
RMR	100 - 81		80 – 61		60 – 41		40 - 21			20 - 0	
CLASE	I		II		III		IV			V	
SUBCLASE	100 - 91 I A	90 - 81 I B	80 - 71 II A	70 - 61 II B	60 - 51 III A	50 - 41 III B	40 - 31 I V A - 21 IV B	20 - 31 V A		10 - 0 V B	
CORRECCIÓN POR ORIENTACIÓN DE LAS ESTRUCTURAS											
MUY FAVORABLE	FAVORABLE		MEDIA		DESFAVORABLE			MUY DESFAVORABLE			
0	-2		-5		-10			-12			
DIRECCIÓN PERPENDICULAR AL EJE DEL TÚNEL					DIRECCIÓN PARALELA AL EJE DEL TÚNEL		BUZ. 0º-20º CUALQUIER DIRECCIÓN				
EXCAVACIÓN CON EL BUZ.		EXCAVACIÓN CONTRA EL BUZ.									
BUZ. 45º - 90º	BUZ. 20º - 45º	BUZ. 45º - 90º	BUZ. 20º - 45º		BUZ. 45º - 90º					BUZ. 20º - 45º	
MUY FAVORABLE	FAVORABLE	MEDIA	DESFAVORABLE		MUY DESFAVORABLE					MEDIA	

GRADO	ÍNDICE DE RESISTENCIAS - IDENTIFICACIÓN DE CAMPO	Rango Resist. Comp. (Mpa)	Nomenclatura Hrn=hornfels Bx=brecha d = diaclasas e = estrat. F= falla Ox = oxidos Pz= panizo Cz= cuarzo Ca =carbonato ss = split set
R1	Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo, se desconcha con una cuchilla.	1 - 5	
R2	Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la rocaon golpe firme de martillo (de punta).	5 - 25	
R3	No se raya ni se desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme de martillo.	25 - 50	

R4	La muestra se rompe con más de un golpe de martillo.	50 - 100	hy = hydrabolt h. HD= derecho	
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra.	100 - 250		
R6	Sólo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo.	> 250		

Figura 50

Vista Longitudinal del CX 113-SE



Nota. Tomada del Área de planeamiento

Anexo 3: Galería de fotografías

Figura 51

Programa diario de perforación y voladura de frentes

[illegible]

Figura 52

Salida de corona y hastiales (caña) en el CX 113-SE



Figura 53

Distribución de cebo en los taladros en el CX 113-SE



Figura 54

Pintado de la malla de perforación en el CX 113-SE



Figura 55

Preparación de caña para la corona en el CX 113-SE

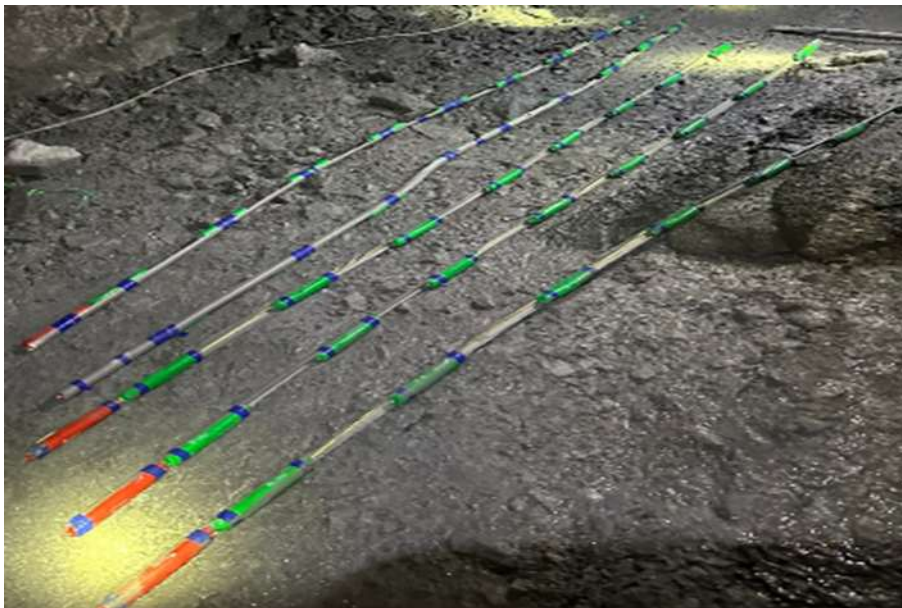


Figura 56

Control de paralelismo



Figura 57

Carga disparada en el CX 113-SE



Figura 58

Control de taco en los hastiales en el CX 113-SE



Figura 59

Uso de guiadores en el CX 113-SE



Figura 60

Uso de tacos de arcilla en el CX 113-SE



Figura 61

Medición del avance con disparo con distanciómetro



Figura 62

Broca de 45mm 102 mm (frente) y 64mm para la perforación TL



**UNSCH**FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL**ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS N° 50-2026-FIMGC****PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS**

En la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, en la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **Resolución Decanal No 233-2026-FIMGC-D**, a los **veintiuno días del mes de julio de 2026**, siendo las **10:15 a.m.**, reunidos en el **Auditorio de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas**, bajo la presidencia del **MSc. Ing. José Ernesto ESTRADA CARDENAS**, y los miembros: **Mgtr. Ing. Carlos Alberto QUISPE HUAROTO** y **Dr. Fortunato DE LA CRUZ PALOMINO**, actuando como secretario docente el **Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNANDEZ**, para proceder a la sustentación de tesis para optar el **Título Profesional de Ingeniero de Minas**, del Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas:

RIK REDER SULCA MARTINEZ

Quien presentó la tesis denominada:

"Diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya para reducir la sobre rotura en el CX 113 SE - Unidad Minera Morococha, 2025"

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

Aprobado con 16 (dieciséis)

Siendo las **11:27 a.m.** del día **21 de julio del 2026**, culmina el acto de sustentación de tesis, y en conformidad de lo actuado los miembros del jurado firmamos al pie del presente

MSc. Ing. José Ernesto ESTRADA CARDENAS
Presidente

Dr. Fortunato DE LA CRUZ PALOMINO
Miembro

MSc. Ing. Carlos Alberto QUISPE HUAROTO
Miembro

Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNANDEZ
Secretario docente de la FIMGC



UNSCH

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

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

- Apellidos y Nombres del Bach. : SULCA MARTINEZ, Rik Reder
- Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Título de la Tesis : "Diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya para reducir la sobre rotura en el CX 113 SE - Unidad Minera Morococha, 2025"
- Evaluación de la originalidad : 21% de similitud

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

Ayacucho, 27 de agosto de 2026

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

“Diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya para reducir la sobre rotura en el CX 113 SE - Unidad Minera Morococha, 2025”

por Rik Reder SULCA MARTINEZ

"Diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse y Konya para reducir la sobre rotura en el CX 113 SE - Unidad Minera Morococha, 2025"

INFORME DE ORIGINALIDAD

21%

INDICE DE SIMILITUD

22%

FUENTES DE INTERNET

5%

PUBLICACIONES

11%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	repositorio.unsch.edu.pe	Fuente de Internet	6%
2	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga	Trabajo del estudiante	2%
3	repositorio.unica.edu.pe	Fuente de Internet	2%
4	pdfcookie.com	Fuente de Internet	1%
5	repositorio.uncp.edu.pe	Fuente de Internet	1%
6	repositorio.unap.edu.pe	Fuente de Internet	1%
7	Submitted to Universidad Continental	Trabajo del estudiante	1%
8	Submitted to unsaac	Trabajo del estudiante	1%
9	hdl.handle.net	Fuente de Internet	1%
10	repositorio.unasam.edu.pe	Fuente de Internet	1%
11	bibliotecas.unsa.edu.pe	Fuente de Internet	<1%
12	repositorio.unsa.edu.pe	Fuente de Internet	<1%
13	repositorio.unh.edu.pe	Fuente de Internet	<1%
14	Submitted to Universidad Nacional de Moquegua	Trabajo del estudiante	<1%

15	Fuente de Internet	<1 %
16	repositorio.unjbg.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
17	renati.sunedu.gob.pe Fuente de Internet	<1 %
18	repositorio.unamba.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
19	Submitted to Universidad Tecnologica del Peru Trabajo del estudiante	<1 %
20	tesis.ucsm.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
21	docplayer.es Fuente de Internet	<1 %
22	intranet.cip.org.pe Fuente de Internet	<1 %
23	repositorio.unsaac.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
24	Submitted to Universidad Nacional de Cajamarca Trabajo del estudiante	<1 %
25	apirepositorio.unh.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
26	repositorio.ulvr.edu.ec Fuente de Internet	<1 %
27	Submitted to Universidad Privada del Norte Trabajo del estudiante	<1 %
28	repositorio.unach.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
29	Submitted to Universidad Catolica de Trujillo Trabajo del estudiante	<1 %
30	idoc.pub Fuente de Internet	<1 %
31	www.repositorio.unam.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
32	de.slideshare.net Fuente de Internet	

		<1 %
33	#N/A. "PAMA de la Unidad de Producción Morococha-IGA0007389", R.D. N° 452-97-EM/DGM, 2020 Publicación	<1 %
34	BISA INGENIERIA DE PROYECTOS S.A.. "EIA-SD para el Proyecto Explotación de Calizas Acumulación Puno-IGA0017792", R.D. N° 461-2017-PRODUCE/DVMYPE-I/DGAAMI, 2022 Publicación	<1 %
35	Submitted to CORPORACIÓN UNIVERSITARIA IBEROAMERICANA Trabajo del estudiante	<1 %
36	Submitted to UC - Semipresencial / A distancia Trabajo del estudiante	<1 %
37	doku.pub Fuente de Internet	<1 %
38	Submitted to Instituto Superior de Artes, Ciencias y Comunicación IACC Trabajo del estudiante	<1 %
39	eprints.uanl.mx Fuente de Internet	<1 %
40	Submitted to Universidad Nacional del Centro del Peru Trabajo del estudiante	<1 %
41	www.repositorio.unasam.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
42	José Castro Puma, Jorge Augusto Sánchez Ayte, Margarita Murillo Manrique, Jacinto Joaquín Vertiz Osos et al. "Impact of criticality analysis on the operational availability of Scooptrams LH203 in the Huarochirí Mining Industry", Indonesian Journal of Electrical Engineering and Computer Science, 2025 Publicación	<1 %

Excluir citas
Excluir bibliografía

Activo
Activo

Excluir coincidencias

< 30 words