

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y
METALÚRGICA**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**IMPACTO DE LAS CARACTERÍSTICAS GEOMEcÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO
EN EL DESGASTE DE LOS ACEROS DE PERFORACIÓN EN LA VETA CARIDAD
DE LA COMPAÑÍA MINERA LINCUNA - ANCASH**

PRESENTADO POR:

Br. ALEXANDRO PEÑA PALOMINO

**PARA OPTAR AL TÍTULO
PROFESIONAL DE INGENIERO DE
MINAS**

ASESOR:

Mgt. ODILÓN CONTRERAS ARANA

CUSCO – PERÚ

2025



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-321-2025-UNSAAC)

El que suscribe, el Asesor MGT. ODILON CONTRERAS ARANA.....
..... quien aplica el software de detección de similitud al
trabajo de investigación/tesis titulada: IMPACTO DE LAS CARACTERÍSTICAS
GEO MECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO EN EL DESGASTE DE LOS
ACEROS DE REFORZACIÓN EN LA NEUTRALIDAD DE LA COMPAÑÍA
MINERA LINCHUWA - ANCASH.....

Presentado por: BR. ALEXANDRO OCHIA PALOMINO DNI N° 47411422;
presentado por: DNI N°:

Para optar el título Profesional/Grado Académico deINGENIERO DE MINAS.....

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 2 veces, mediante el Software de Similitud, conforme al Art. 6º del **Reglamento para Uso del Sistema Detección de Similitud en la UNSAAC** y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 8%.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación conducentes a grado académico o título profesional, tesis

Porcentaje	Evaluación y Acciones	Marque con una (X)
Del 1 al 10%	No sobrepasa el porcentaje aceptado de similitud.	X
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las subsanaciones.	
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, conforme al reglamento, quien a su vez eleva el informe al Vicerrectorado de Investigación para que tome las acciones correspondientes; Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	

Por tanto, en mi condición de Asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y adjunto las primeras páginas del reporte del Sistema de Detección de Similitud.

Cusco, 16 de Diciembre de 2025.....

Firma

Post firma Odilon Contreras Arana

Nro. de DNI 23823356

ORCID del Asesor 0000-0002-9164-1705

Se adjunta:

- Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
- Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: oid: 27259:541192449.

ALEXANDRO PEÑA PALOMINO

IMPACTO DE LAS CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO EN EL DESGASTE DE LOS ACEROS DE PERFORACIÓN

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid::27259:541192449

186 páginas

Fecha de entrega

16 dic 2025, 9:06 a.m. GMT-5

31.561 palabras

Fecha de descarga

16 dic 2025, 9:16 a.m. GMT-5

182.555 caracteres

Nombre del archivo

Alexandro Peña Palomino.pdf

Tamaño del archivo

5.5 MB

8% Similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para cada sección.

Filtrado desde el informe

- ▶ Bibliografía
- ▶ Texto citado
- ▶ Texto mencionado
- ▶ Coincidencias menores (menos de 10 palabras)

Fuentes principales

7%	 Fuentes de Internet
0%	 Publicaciones
5%	 Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alerta de integridad para revisión

-  **Texto oculto**
84 caracteres sospechosos en N.º de páginas
El texto es alterado para mezclarse con el fondo blanco del documento.

Los algoritmos de nuestro sistema analizan un documento en profundidad para buscar inconsistencias que permitirían distinguirlo de una entrega normal. Si advertimos algo extraño, lo marcamos como una alerta para que pueda revisarlo.

Una marca de alerta no es necesariamente un indicador de problemas. Sin embargo, recomendamos que preste atención y la revise.

DEDICATORIA

Dedico y expreso mi gratitud del presente trabajo de investigación a Dios, mis padres y hermanos por su apoyo emocional en todo momento y dejándome cumplir este sueño tan anhelado.

AGRADECIMIENTOS

Agradezco infinitamente a la Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco por permitirme formarme en sus aulas universitarias y acompañarme en esta etapa de la vida.

A mis docentes catedráticos por haberme inculcado valores, conocimientos y experiencias en el desarrollo profesional de mi vida.

A mis padres, hermanos que siempre estuvieron presentes en todo momento acompañándome en esta etapa de mi vida profesional, a ellos mis sinceros agradecimientos y cariño.

PRESENTACION

Doctor Fredy Víctor Bustamante Prado, decano de la prestigiosa Facultad de Ingeniería Geológica, Minas y Metalurgia; distinguidos docentes integrantes del jurado de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco.

En atención a las disposiciones establecidas por la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco para la obtención del título profesional, tengo el honor de presentar el trabajo de investigación titulado: “**IMPACTO DE LAS CARACTERÍSTICAS GEOMEcÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO EN EL DESGASTE DE LOS ACEROS DE PERFORACIÓN EN LA VETA CARIDAD DE LA COMPAÑÍA MINERA LINCUNA - ANCASH**”, elaborada con el propósito de analizar la relevancia de dichos factores y el aporte que este estudio representa en el ámbito de la ingeniería minera..

Se espera que este estudio establezca una referencia para futuras investigaciones y que su desarrollo contribuya al fortalecimiento del conocimiento en el área de perforación en minas subterráneas del Perú, así como al aprendizaje de los estudiantes de Ingeniería de Minas. En ese sentido, se presenta la siguiente investigación para su consideración.

INTRODUCCION

La Compañía Minera Lincuna, en su Unidad Huancapetí (Áncash, Perú), enfrenta un desafío crítico en sus operaciones subterráneas: el desgaste acelerado de los aceros de perforación (barras, brocas y acoplamientos) en la Veta Caridad, debido a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso. Este problema impacta directamente en los costos operativos, la productividad y la seguridad de las labores mineras.

La perforación es una etapa fundamental en la minería subterránea, donde las herramientas de perforación están expuestas a factores como la dureza, abrasividad y fracturamiento de la roca. En la Veta Caridad, se ha observado que estas características generan un desgaste prematuro, incrementando la frecuencia de reemplazo de accesorios y los tiempos muertos en las operaciones. Sin embargo, no existe un estudio detallado que relacione directamente las propiedades del macizo rocoso con el desgaste de los aceros en la zona mencionada, lo que limita la optimización de los procesos.

Para el mejor desarrollo de la tesis, se ha estructurado en cuatro capítulos de la siguiente forma:

Capítulo I, Engloba, el desarrollo y comprensión de la problemática de la investigación, formulación de los problemas, objetivos de la investigación, las hipótesis y la importancia de este proyecto de investigación.

Capítulo II, Desarrollo y fundamentos del marco teórico, donde se analizan los fundamentos conceptuales, técnicos y normativos que respaldan esta investigación. Este apartado incluye el estudio detallado de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, la clasificación geomecánica y su influencia directa en el rendimiento de los equipos y accesorios de perforación. Además, se contextualiza el problema en base a las condiciones geológicas

específicas de la veta Caridad, lo cual permite establecer una base sólida para evaluar el desgaste de los aceros de perforación.

Capítulo III, Engloba la metodología de investigación que se aplicará para realizar el temario de tesis, tales son: diseño, tipo, enfoque y método de investigación, limitaciones y delimitación de la investigación además de definir la población y muestra de la investigación.

Capítulo IV, Este capítulo se enfoca en lo que realmente afecta el rendimiento de las brocas, acopladores, rimadoras y barras de perforación en la Veta Caridad. Vamos a analizar cómo las características de la roca - su dureza, lo abrasiva que es y qué tan fracturada está - influyen directamente en cuánto duran estos componentes. Usaremos gráficos y diagramas que muestren visualmente estas relaciones, comparando los datos de perforación con los tipos de roca que encontramos en diferentes zonas de la veta. Esto nos ayudará a identificar exactamente en qué condiciones se desgastan más rápido las herramientas.

Capítulo V, Este capítulo representa el núcleo del trabajo. Se detallan los resultados cuantitativos obtenidos del muestreo y la correlación, incluyendo el análisis comparativo del desgaste porcentual y la vida útil de los componentes entre los equipos SANDVIK DD-210 y DL-230 en las Zonas A y B. Finalmente, se realiza una Discusión exhaustiva, contrastando los hallazgos (como la no correlación directa del desgaste únicamente con la dureza UCS en la Zona B) con la literatura especializada de Hoek, Barton y Thuro, lo cual permite validar las hipótesis y contextualizar las implicaciones técnico-económicas de los hallazgos.

Para cerrar el trabajo, se incluyen las conclusiones y recomendaciones resultantes del análisis desarrollado.

TABLA DE CONTENIDO

DEDICATORIA.....	I
AGRADECIMIENTOS.....	II
PRESENTACION	III
INTRODUCCION	IV
RESUMEN.....	XIV
ABSTRACT	XV
1. CAPÍTULO I.....	1
PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN	1
1.1 Planteamiento del problema	1
1.1.1 Fundamentación del problema	1
1.1.2 Formulación del problema.....	2
1.1.2.1 Problema general.....	2
1.1.2.2 Problemas específicos	2
1.2 Objetivos	3
1.2.1 Objetivo general	3
1.2.2 Objetivos específicos.....	3
1.3 Justificación del estudio	3
1.4 Delimitación del Estudio.....	4
1.4.1 Delimitación Espacial.....	4
1.4.2 Delimitación Temporal.....	6
1.5 Formulación de hipótesis.....	6
1.5.1 Hipótesis general	6
1.5.2 Hipótesis específicas	6
1.6 Variables e indicadores	6
1.6.1 Variable Independiente:.....	6
1.6.2 Variable Dependiente:	7
1.6.3 Operacionalización de variables.....	7
2. CAPITULO II.....	8
MARCO TEORICO	8
2.1 Antecedentes de la investigación	8
2.1.1 Antecedentes internacionales	8
2.1.2 Antecedentes Nacionales.....	10
2.2 Marco contextual.....	11
2.2.1 Historia de la unidad minera Huancapetí	11

2.2.2	Ubicación y accesibilidad.....	12
2.2.3	Geología regional	16
2.2.4	Geología local.....	19
2.2.5	Geología económica	21
2.2.6	Caracterización geotécnica.....	23
2.3	Bases teóricas	24
2.3.1	Yacimiento minero	24
2.3.2	Minería subterránea	25
2.3.2.1	Métodos de explotación subterránea	25
2.3.3	Geomecánica	27
2.3.3.1	Propiedades principales	28
2.3.3.2	Clasificación geomecánica	33
2.3.3.3	Geomecánica de la veta caridad.....	37
2.3.4	Perforación en minería	39
2.3.4.1	Perforación en minería subterránea	39
2.3.4.2	Variables que afectan la perforación	51
2.3.4.3	Costo de perforación	58
2.3.5	Aceros e Implementos de Perforación.....	60
2.3.5.1	Accesorios de perforación	61
2.3.5.2	Rendimiento de aceros de perforación	65
2.3.5.3	Vida útil de aceros de perforación.....	66
3.	CAPITULO III	70
	METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN	70
3.1	Método, tipo y alcance de la investigación	70
3.1.1	Tipo de investigación	70
3.1.2	Alcance o nivel de la investigación.....	70
3.1.3	Enfoque de Investigación	71
3.2	Población y muestra	71
3.2.1	Población	71
3.2.2	Muestra.....	72
3.2.3	Muestreo.....	73
3.3	Técnicas e instrumentos de recolección de datos	73
3.3.1	Técnicas de Recolección de Datos	73
3.3.2	Instrumentos de Recolección de Datos.....	73
3.3.3	Recursos para procesamiento de Datos	74
4.	CAPITULO IV	75

EJECUCIÓN DE LA INVESTIGACIÓN Y FACTORES OPERATIVOS RELACIONADOS AL DESGASTE DE ACEROS DE PERFORACIÓN	75
4.1 Características técnicas de la operación minera en la veta Caridad	75
4.1.1 Perfil operacional	75
4.1.2 método de explotación.....	77
4.1.3 Horarios, producción y turnos	79
4.1.4 Reporte geomecánico	79
4.1.4.1 caracterización geomecánica	80
4.1.4.2 Clasificación de la masa rocosa.....	85
4.1.5 Zonificación y geometría operacional	91
4.1.5.1 zonificación	92
4.1.5.2 geometría operacional	98
4.1.6 Procesos principales de minado y equipos empleados	99
4.1.6.1 Perforación	99
4.1.6.2 Voladura	108
4.1.6.3 Ventilación	112
4.1.6.4 Limpieza.....	114
4.2 Extracción, organización y análisis de información técnica.....	115
4.2.1 Recolección de información operativa en campo.....	115
4.2.2 Organización y análisis técnico de datos recolectados.....	116
4.2.2.1 Reporte de equipos	116
4.2.2.2 Reportes de perforación.....	118
4.2.2.3 Reporte de instrumentos y materiales.....	122
4.3 Procesamiento de Datos Operativos.....	123
4.3.1 Influencia de las condiciones geomecánicas en el desgaste de aceros	123
4.3.2 Comparativa de rendimiento de aceros por tipo de equipo de perforación	130
4.3.2.1 Comparación General entre Equipos:.....	131
4.3.2.2 Equipo perforadora Sandvik DD-210 – Zona A y B	133
4.3.2.3 Equipo Sandvik DL-230 – Zona B y A	138
4.4 Costos de perforación	141
4.4.1 Fundamento del indicador técnico-económico.....	141
4.4.2 Costos asumidos en la operación.....	142
4.4.3 Costo Total de Perforación (TDC) por zona y equipo.....	143
4.4.4 Relación técnica-económica entre desgaste de herramientas y TDC	144
5. CAPITULO V:	147
ANALISIS DE RESULTADOS Y DISCUSIÓN	147

5.1	Análisis de resultados	147
5.1.1	Relación entre dureza de la roca y desgaste de aceros	147
5.1.2	Interpretación técnica de resultados	151
5.1.2.1	Desgaste Relacionado con la Dureza de la Roca (UCS)	151
5.1.2.2	Desgaste Porcentual por Metro Perforado.....	152
5.1.3	Evaluación del Costo Asociado al Desgaste de Aceros de Perforación	153
5.1.3.1	Precios, cantidades y vida útil de aceros de perforación	153
5.1.3.2	Costos unitarios por metro perforado por aceros.....	157
5.2	Discusiones.....	159
6.	CONCLUSIONES.....	160
7.	RECOMENDACIONES	162
8.	BIBLIOGRAFÍA.....	163
9.	ANEXO.....	165

INDICE DE FIGURAS

Figura 1 Plano de localización de la Compañía Minera Lincuna	- 5 -
Figura 2 Ubicación de la U.M Lincuna	- 13 -
Figura 3 Accesos a la U.M. Huancapetí	- 15 -
Figura 4 Geología regional CIA Minera Lincuna	18
Figura 5 Geología de la unidad minera Huancapetí	20
Figura 7 Método de corte y relleno ascendente (Cut and Fill, upward)	27
Figura 8 Ilustración del comportamiento expresado por la ecuación de Coulomb	31
Figura 9 Study of Rock Mass Rating (RMR).....	34
Figura 10 cálculo de Rock Quality Designation.....	35
Figura 11 Quantification of GSI.....	36
Figura 12 Perforadoras hidráulicas, perforadoras DTH	44
Figura 13 Simba S7D	45
Figura 14 Jack leg RN-250X.....	46
Figura 15 malla de perforación en abanico	48
Figura 16 malla de perforación en V y trapezoidal	49
Figura 17 Influencia de la fuerza de empuje en la velocidad de penetración.....	54
Figura 18 Relación entre la rotación del equipo y la velocidad de avance durante la perforación	55
Figura 19 Velocidad de rotación (RPM) requerida según el tipo de roca	55
Figura 20 velocidades ascensionales	58
Figura 21 Brocas para perforación subterránea Epiroc	61
Figura 22 características e instalación de barras de perforación	62
Figura 23 tren de varillaje	62
Figura 24 barra de 4ft grados H22.....	63
Figura 25 Introducción del martillo Secoroc COP W4 DTH	64
Figura 26 Adaptadores Para Varillas de Taladro DTH	65
Figura 27 Plano operacional de la veta caridad (Huancapetí)	76
Figura 28 Corte y Relleno Ascendente con equipos jumbo y scooptram.....	78
Figura 29 Corte y Relleno Ascendente con variante breasting	79
Figura 30 Principales sistemas de diaclasas según su dirección y buzamiento	81
Figura 31 Principales sistemas de fallas identificados	81
Figura 32 Diagrama de rosetas correspondiente a la caja techo de la zona Caridad.	82
Figura 33 Diagrama de rosetas correspondiente a la estructura mineralizada de la zona Caridad.....	83
Figura 34 Diagrama de rosetas del dominio de caja piso en la zona Caridad	83
Figura 35 Diagrama de rosetas – Fallas Caridad.....	85
Figura 36 Esquema del sistema RMR89 para la clasificación del macizo rocoso, adaptado de Bieniawski y modificado por Romana (2000)	86
Figura 37 clasificación modificada de bieniawski en subclases y comparación con la original (Romana 2000).....	87
Figura 38 clasificación geomecánica empírica de dominios lito-estructurales dentro de la veta cariada	88
Figura 39 Mapa de zonificación geomecánica	96
Figura 40 Zonificación según características geomecánicas	97
Figura 41 Valores de la constante Kb para el cálculo de burden según el tipo de roca y explosivo ...	100

Figura 42 Valores de la constante Ke (factor de espaciamiento) en función de la iniciación de los taladros	101
Figura 43 Propiedades geotécnicas y factor de fragmentación para la clasificación de rocas	102
Figura 44 Diseño de malla 4.5 M x 4.5 M en roca dura.....	104
Figura 45 Diseño de malla – Roca suave	105
Figura 46 Dimensiones del equipo Sandvik DD-210.....	106
Figura 47 Dimensiones del equipo Sandvik DL-230	107
Figura 48 Secuencia de salida de taladros	110
Figura 49 Secuencia de disparo y distribución de carga de los taladros en una sección real	111
Figura 50 Ventilador axial de 20,000 CFM.....	114
Figura 51 Equipo de limpieza CAT-R1700 XE	115
Figura 52 jumbo DD-210 en operación en zona B.....	117
Figura 53 jumbo DL-230 en operación en zona B	117
Figura 54 Datos de producción de perforación marzo - Jumbo Sandvik DD210.....	119
Figura 55 Datos de producción de perforación abril - Jumbo Sandvik DD210	119
Figura 56 Datos de producción de perforación mayo - Jumbo Sandvik DD210.....	120
Figura 57 Datos de producción de perforación marzo - Jumbo Sandvik DL230	120
Figura 58 Datos de producción de perforación abril - Jumbo Sandvik DL230.....	121
Figura 59 Datos de producción de perforación mayo - Jumbo Sandvik DL230	121
Figura 60 Valores Geomecánicos por Tipo de Roca, Zona y Equipo de Perforación	125
Figura 61 Comparación de Eficiencia de Perforación (m/h) por Equipo y Zona Geomecánica	126
Figura 62 Rendimiento Promedio de Aceros de Perforación por Componente, Zona Geomecánica y Equipo	127
Figura 63 Porcentaje de Desgaste de Componentes de Perforación por Metro Perforado, según Zona Geomecánica y Equipo.....	129
Figura 64 Comparación de Eficiencia de Perforación (m/h) por Equipo y Zona Geomecánica	131
Figura 65 Metros perforados, horas efectivas y eficiencia según zona para equipo DD-210	134
Figura 66 Vida Útil de Componentes de Perforación (Aceros) del Equipo Sandvik DD-210 por Zona	135
Figura 67 Desgaste de brocas en zonas A y B – Equipo DD-210	137
Figura 68 Metros Perforados y Eficiencia del Equipo Sandvik DL-230 por Zona	139
Figura 69 Vida Útil de Componentes de Perforación (Aceros) del Equipo Sandvik DL-230 por Zona	140
Figura 70 Desgaste de brocas utilizadas en el equipo Sandvik DL-230	141
Figura 71 Costos Unitarios y Costo Total de Perforación por Metro (TDC) según Zona y Equipo ...	143
Figura 72 Costo Total de Perforación (TDC) por Zona Geomecánica y Equipo	144
Figura 73 Costos Unitarios de Componentes de Perforación por Metro según Tipo de Componente, Zona y Equipo	146
Figura 74 Comparación de Resistencia a la Compresión Uniaxial (UCS) y Porcentaje de Desgaste de Aceros de Perforación por Equipo y Zona Geomecánica.....	148
Figura 75 Precios de Componentes de Perforación por Tipo de Equipo.....	154
Figura 76 Cantidad de Componentes de Perforación Usados por Zona y Equipo	154
Figura 77 Vida Útil Consolidada de Componentes de Perforación (Aceros) por Tipo, Zona Geomecánica y Equipo	156
Figura 78 Costos Unitarios de Componentes de Perforación por Metro según Tipo de Componente, Zona y Equipo	158

INDICE DE TABLAS

Tabla 1 Operacionalización de variables.....	7
Tabla 2 Reservas de Mineral Probadas y Probables.....	22
Tabla 3 Dominios Geotécnicos	24
Tabla 4 Clasificación geomecánica de la Veta Caridad (Unidad Huancapetí).....	38
Tabla 5 Estimación Geomecánica zona A macizo competente, andesitas compactas)	93
Tabla 6 Estimación Geomecánica zona B (andesitas fracturadas y brechas mineralizadas).....	94
Tabla 7 Geometría operacional en Caridad	98
Tabla 8 Especificaciones técnicas de aceros de perforación equipo Sandvik DD-210	107
Tabla 9 Especificaciones técnicas de aceros de perforación equipo Sandvik DL-230.....	108
Tabla 10 Parámetros técnicos de ventilación de la Mina Huancapetí y veta Caridad.....	113
Tabla 11 Instrumentos y materiales empleados en perforación	122
Tabla 12 Parámetros por zona geomecánica	123
Tabla 13 Rendimiento promedio de perforación Sandvik DD-210.....	133
Tabla 14 Rendimiento promedio de perforación – Sandvik DL-230	138
Tabla 15 costos referenciales de componentes y operación de perforación.....	142

LISTA DE SIGLAS Y ABREVIATURAS

UCS	Uniaxial Compressive Strength — Resistencia a la Compresión Uniaxial
RMR	Rock Mass Rating — Clasificación del Macizo Rocoso
RQD	Rock Quality Designation — Índice de Calidad de la Roca
CAI	Cerchar Abrasivity Index — Índice de Abrasividad Cerchar
TDC	Total Drilling Cost — Costo Total de Perforación
PDC	Partial Drilling Cost — Costo Parcial de Perforación
DD-210	Equipo de perforación Sandvik DD-210
DL-230	Equipo de perforación Sandvik DL-230
TMS	Toneladas Métricas Secas
MPa	Megapascal — Unidad de presión o resistencia
m ³ /min	Metros cúbicos por minuto
m/min	Metros por minuto
US\$/hr	Dólares estadounidenses por hora
°	Grados (para buzamiento o dirección)
Ab	Área de la corona circular (m ²)
Qa	Caudal de aire (m ³ /min)
Va	Velocidad ascensional (m/min)
ROP	Rate of Penetration — Velocidad de Perforación
S.A.	Sociedad Anónima
SAC	Sociedad Anónima Cerrada
CIA	Compañía
%	Porcentaje
ft/min	Pies por minuto

RESUMEN

En la veta Caridad de la Unidad Minera Huancapetí se evidencio un desgaste acelerado en los aceros de perforación, lo que incrementaba los costos y reducía la eficiencia operativa debido a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, sin que existiera un análisis técnico detallado que relacionara dichos factores con la vida útil de los accesorios, especialmente porque las operaciones avanzaban a zonas recién estudiadas. Para comprender cómo las características geomecánicas del macizo rocoso afectan el desgaste y rendimiento de los aceros, se llevó a cabo un estudio de caso que incluyó ensayos geomecánicos como la resistencia a la compresión uniaxial (UCS), índice de calidad de la roca (RQD), clasificación del macizo rocoso (RMR), el análisis de registros operativos y la comparación del desempeño de los equipos Sandvik DD-210 y DL-230, considerando variables como dureza, abrasividad y fracturamiento de la roca. Los resultados mostraron que la resistencia y abrasividad del macizo rocoso influyen directamente en la pérdida de material y vida útil de las brocas y barras, siendo el equipo DL-230 el de mayor rendimiento (510 m/broca frente a 210 m del DD-210) y con menor costo total de perforación; se concluye que las propiedades geomecánicas determinan significativamente el desgaste de los aceros, y que la selección adecuada de herramientas junto con el ajuste de parámetros operativos según el tipo de roca permite optimizar la eficiencia, prolongar la vida útil de los componentes y reducir los costos de perforación.

Palabras clave: Geomecánica, Desgaste de aceros, Macizo rocoso, Perforación minera.

ABSTRACT

In the Caridad vein of the Huancapetí Mining Unit, accelerated wear of drilling steels was observed, increasing costs and reducing operational efficiency due to the geomechanical conditions of the rock mass, without a detailed technical analysis linking these factors to tool lifespan, especially as operations were moving into newly studied areas. To understand how the geomechanical characteristics of the rock mass affect the wear and performance of drilling steels, a case study was conducted including geomechanical tests such as uniaxial compressive strength (UCS), rock quality designation (RQD), rock mass rating (RMR), analysis of operational records, and performance comparison of Sandvik DD-210 and DL-230 equipment, considering variables such as hardness, abrasiveness, and rock fracturing. The results showed that rock mass strength and abrasiveness directly influence material loss and tool life, with the DL-230 achieving higher performance (510 m per bit versus 210 m for the DD-210) and lower total drilling costs. It is concluded that geomechanical properties significantly determine steel wear, and that proper tool selection along with the adjustment of operational parameters according to rock type can optimize efficiency, extend component life, and reduce drilling costs.

Keywords: Geomechanics, steel wear, rock mass, mining drilling.

CAPÍTULO I

PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN

1.1 Planteamiento del problema

1.1.1 *Fundamentación del problema*

En la veta Caridad de la unidad minera Huancapetí, perteneciente a la Compañía Minera Lincuna (Áncash, Perú), se ha evidenciado un desgaste acelerado en los aceros de perforación —principalmente brocas, barras, acopladores y rimadoras—, lo cual incrementa los costos operativos, reduce la eficiencia minera y genera mayores tiempos improductivos. Se presume que este deterioro está directamente relacionado con las características geomecánicas principales del macizo rocoso, tales como la dureza, abrasividad, fracturamiento y resistencia; sin embargo, aún no se ha determinado con precisión qué propiedades ejercen mayor influencia ni cómo se correlacionan con los distintos tipos de desgaste en los componentes de perforación.

En la minería subterránea peruana, este problema adquiere especial relevancia, dado que las operaciones en condiciones geomecánicas complejas suelen acelerar el desgaste de las herramientas. En la veta Caridad, los indicadores geomecánicos —como el RMR (Rock Mass Rating), el RQD (Rock Quality Designation) y la resistencia a la compresión uniaxial (UCS)— presentan una notable variabilidad entre zonas, pasando de dominios con rocas competentes ($UCS > 120$ MPa, $RMR > 60$) a sectores más fracturados y débiles ($UCS < 50$

MPa, RMR < 40). Esta heterogeneidad provoca esfuerzos desiguales durante la perforación, ocasionando pérdida acelerada de botones en las brocas, fisuras prematuras en barras y acopladores, y menor eficiencia de las rimadoras.

Como consecuencia, se incrementa la frecuencia de reemplazo de herramientas, los costos de insumos y el tiempo de inactividad de los equipos, afectando directamente la productividad global. Además, la manipulación constante de aceros desgastados aumenta la exposición del personal a riesgos operativos.

1.1.2 Formulación del problema

1.1.2.1 Problema general.

¿Cómo las características geomecánicas del macizo rocoso condicionan el impacto en el desgaste de los aceros de perforación en la veta Caridad de la Compañía Minera Lincuna, ubicada en la Unidad Huancapetí, Áncash?

1.1.2.2 Problemas específicos

- ¿Qué propiedades geomecánicas predominan en el macizo rocoso de la veta Caridad que influyen en el desgaste o pérdida prematura de aceros de perforación?
- ¿Cómo varía el desgaste de los aceros de perforación en función de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso en las diferentes zonas de la veta Caridad?
- ¿Qué características técnicas deben presentar los aceros de perforación para mejorar su durabilidad y eficiencia y reducir los costos operativos, considerando las condiciones geomecánicas identificadas en la veta Caridad?

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo general

Determinar el impacto de las características geomecánicas del macizo rocoso en el desgaste de los aceros de perforación empleados en la veta Caridad de la Compañía Minera Lincuna – Unidad Huancapetí, Áncash.

1.2.2 Objetivos específicos

- Identificar las propiedades geomecánicas del macizo rocoso en las diferentes zonas de la veta Caridad.
- Establecer la correlación entre las características geomecánicas del macizo rocoso y el desgaste de los aceros de perforación utilizados en la Veta Caridad.
- Proponer las características técnicas y los parámetros operacionales de los aceros de perforación para optimizar su durabilidad, eficiencia y reducir los costos operativos.

1.3 Justificación del estudio

La minería representa un componente estratégico del desarrollo económico nacional. La optimización de los procesos mineros influye de forma significativa en la rentabilidad y sostenibilidad de las organizaciones dedicadas a esta actividad. En este contexto, la Compañía Minera Lincuna, a través de su operación en la Unidad Huancapetí, busca mejorar la eficiencia de sus procesos en la veta Caridad, donde las características geomecánicas del macizo rocoso representan un desafío técnico significativo para el uso y la durabilidad de los aceros de perforación.

Este estudio es importante porque analiza de manera técnica y detallada cómo las propiedades geomecánicas, como dureza, abrasividad y fracturamiento del macizo rocoso, influyen en el desgaste de los aceros de perforación. Los resultados permitirán optimizar la

selección y el uso de estas herramientas, mejorando su rendimiento y reduciendo costos asociados al reemplazo frecuente de componentes desgastados.

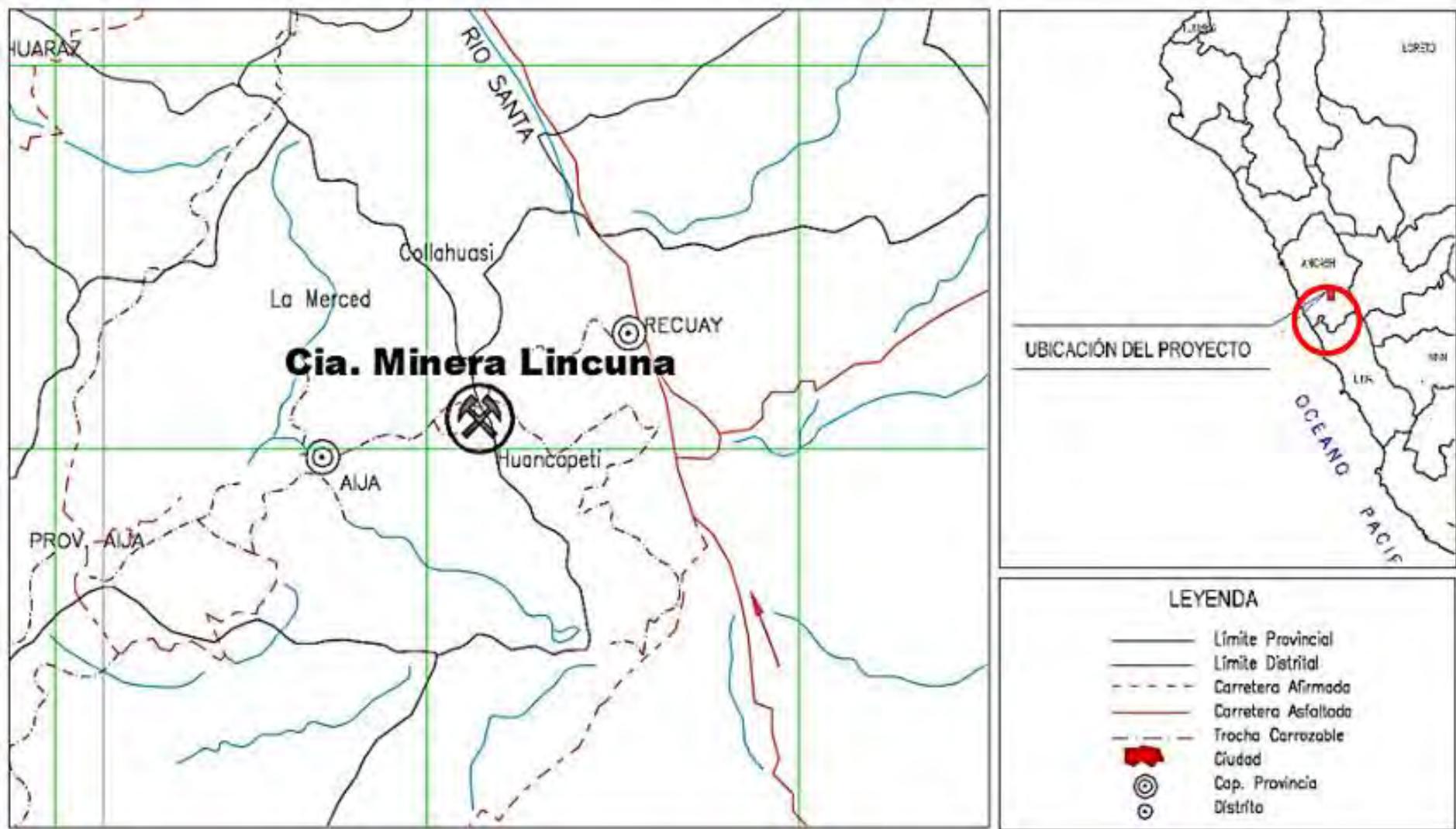
Además, este enfoque contribuye a la sostenibilidad operativa, al minimizar el consumo de materiales y el impacto ambiental derivado de su fabricación y desecho. Los hallazgos no solo beneficiarán a la operación específica de la veta Caridad, sino que también podrán aplicarse en otras operaciones mineras con condiciones geomecánicas similares, promoviendo una mejora integral en la eficiencia de la industria minera.

1.4 Delimitación del Estudio

1.4.1 Delimitación Espacial

El presente estudio se ha realizado en la veta caridad de la unidad Huancapetí de la empresa minera Lincuna en la región Áncash.

Figura 1 Plano de localización de la Compañía Minera Lincuna



Fuente: Oficina de Planeamiento de la Cía. Minera Lincuna

1.4.2 Delimitación Temporal

La temporalidad del estudio tomo como punto de inicio el mes de febrero del año 2024 al mes de junio del año 2024 abarcando un lapso de cinco meses. periodo durante el cual se efectuó la recopilación y el análisis de la información.

1.5 Formulación de hipótesis

1.5.1 Hipótesis general

Las características geomecánicas del macizo rocoso tienen un impacto significativo en el desgaste y la vida útil de los aceros de perforación empleados en la veta Caridad de la Compañía Minera Lincuna.

1.5.2 Hipótesis específicas

- Las propiedades geomecánicas del macizo rocoso como la dureza y abrasividad son los factores que predominan en la Veta Caridad y son las principales causantes del desgaste y la pérdida de vida útil de los aceros de perforación.
- Existe una correlación directa entre las variaciones de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso en las diferentes zonas de la Veta Caridad y el incremento del desgaste de los aceros de perforación.
- La selección técnica y los parámetros operacionales óptimos para los aceros de perforación, basados en las condiciones geomecánicas identificadas, resultarán en una optimización de la durabilidad y eficiencia, y una reducción de los costos operativos.

1.6 Variables e indicadores

1.6.1 Variable Independiente:

Características geomecánicas de la veta caridad

1.6.2 Variable Dependiente:

Desgaste de aceros de perforación

1.6.3 Operacionalización de variables

Tabla 1 Operacionalización de variables

Variable	Dimensión	Indicador	Unidad
		Vida útil por broca	m/unidad
	Vida útil de componentes	Vida útil por barra	m/unidad
		Vida útil por acoplador	m/unidad
		Vida útil por rimadora	m/unidad
Variable Dependiente: desgaste de aceros de perforación	Desgaste	% pérdida de diámetro de broca por metro perforado	%/m o mm/m
	Rendimiento	Velocidad de penetración (ROP)	m/h
		Metros perforados por turno	m/turno
Costos		Costo total de perforación (TDC)	\$/m
		Costo de herramientas por metro perforado	\$/m
Variable Independiente: Características geomecánicas de la veta Caridad	Resistencia / dureza	UCS (Uniaxial Compressive Strength)	MPa
	Calidad del macizo	RMR (Rock Mass Rating)	adimensional
		RQD (Rock Quality Designation)	%
	Abrasividad	Índice de abrasividad (CAI u otro)	adimensional
		Contenido de cuarzo	%
		Familia de discontinuidades	nº discontinuidades/m
Fracturamiento		rugosidad	adimencional
		persistencia	m
		apertura	mm

Fuente: Elaboración propia

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1 Antecedentes de la investigación

2.1.1 *Antecedentes internacionales*

- a) Carolina A. Cisterna Valdebenito (2018) “*Caracterización geomecánica en faenas subterráneas de pequeña minería, caso de estudio mina Los Pequenos, Región de Coquimbo*”. Universidad de Concepción – Chile. El objetivo de este estudio fue investigar la estabilidad del macizo rocoso, la cual constituye una preocupación crítica en las operaciones subterráneas de la pequeña minería. Por ello, resultó fundamental diseñar una metodología simple y eficiente que proporcionara parámetros clave para la evaluación de la estabilidad de la roca. Para lograrlo, se realizó la caracterización geomecánica de la Mina "Los Pequenos" (mina subterránea ubicada en el sector Tambillos, Región de Coquimbo), empleando el método Q de Barton. Dicha caracterización se llevó a cabo mediante el levantamiento de un perfil geomecánico de aproximadamente un metro de altura con respecto al piso de trabajo. El análisis considera múltiples parámetros, tales como RQD (Rock Quality Designation), el índice de reducción de esfuerzos (\$SRF\$), el número de familias de juntas (Jn), la rugosidad (Jr), la alteración de las juntas (Ja), y el contenido de agua (Jw).

- b) Thuro (2010) “*Abrasivity assessment for hard rock drilling*”, publicado en la revista Rock Mechanics and Rock Engineering, donde evaluaron cómo el Índice de Abrasividad Cerchar (CAI) influye en el desgaste de brocas de perforación en rocas duras. Su investigación se centró en analizar diferentes tipos de rocas, midiendo su contenido mineralógico (especialmente cuarzo) y su impacto en la degradación de herramientas de perforación.
- c) Rojas Villacís (2013), en su estudio titulado “Gestión para el mejoramiento del sistema de control del uso de aceros de perforación en la Mina Radomiro Tomic de la división Radomiro Tomic de Codelco-Chile”, plantea como propósito principal optimizar el sistema de control aplicado al uso de aceros de perforación en dicha mina, con el fin de reducir costos y elevar la eficiencia operativa.
- Entre los principales resultados, se determinó que fortalecer los mecanismos de registro permitió identificar la necesidad de mejorar el seguimiento del reemplazo de los aceros de perforación. Esta conclusión se sustentó en observaciones directas en campo y en la recopilación de datos obtenidos *in situ*, complementados con información extraída de plataformas como Mineops y TotalView.
- El estudio evidenció además que la adopción de un sistema de control más riguroso y estructurado puede incrementar la eficiencia operativa y promover un uso más racional de los recursos, contribuyendo así a la sostenibilidad de las actividades mineras. Finalmente, se destacó la relevancia de monitorear la vida útil de cada componente del equipo de perforación, junto con su costo asociado, para lograr una gestión más eficiente y una reducción significativa en los costos de operación.

2.1.2 Antecedentes Nacionales

- a) Muñoz Gálvez (2024), En la investigación presentada cuyo título encabeza como: “*Evaluación geomecánica del nivel 4 de la Mina Paredones según los métodos Q de Barton y RMI para la aplicación de sostenimientos, San Pablo – Cajamarca*”, se analizó el comportamiento geomecánico del Nivel 4 de la Mina Paredones, empleando los métodos de clasificación Q de Barton y RMI.
- La investigación tuvo como propósito comparar los resultados obtenidos por ambos sistemas de clasificación geomecánica, particularmente en lo referente al tipo y grado de sostenimiento recomendado para las condiciones del macizo rocoso evaluado. Para lograr esto, se realizó un análisis tenso-deformacional en los hastiales y la clave, utilizando software de modelado numérico como Phase2 y RocSupport.” (Muñoz Gálvez, 2024).

- b) Chirinos Andía (2015), en su investigación titulada “Control de aceros de perforación, factores que influyen en la vida útil y su relación con el paralelismo y la profundidad en el proyecto de expansión K-115 de JCC Contratistas Generales S.A. – Sociedad Minera Cerro Verde”, tuvo como finalidad optimizar el aprovechamiento de los aceros de perforación, garantizando la estabilidad de los taludes y mejorando la producción diaria de material volado en los canales 1, 2 y 3 del mencionado proyecto de expansión.
- El estudio concluyó que existe una relación directa entre el paralelismo y la desviación de los taladros con la calidad del resultado de la voladura, especialmente en perforaciones de mayor profundidad, donde estos factores son determinantes para alcanzar las metas programadas sin afectar la productividad del área de perforación. Asimismo, se determinó que los tiempos improductivos, generados por equipos con baja disponibilidad operativa, impactan de manera significativa en la eficiencia general del

proceso. Finalmente, el autor resalta que mantener un control exacto sobre los aceros de perforación resulta complejo, debido a la presencia de múltiples variables que escapan al control operativo...

- c) León Ruiz (2018) “*Evaluación geomecánica del macizo rocoso en la unidad minera Bateas - nivel 6 veta Ánimas*”, A la Universidad Nacional de Ingeniería, Su trabajo tiene como objetivo principal sentar las bases para la construcción de un Modelo Geológico-Geotécnico Tridimensional del macizo rocoso, utilizando las clasificaciones geomecánicas de (Bieniawski, 1989). Para ello, se recopila información detallada durante la fase de campo y se aplican métodos de análisis en gabinete, lo que incluye la interpretación de datos geotécnicos y la evaluación de la estabilidad del macizo rocoso. (León Ruiz, 2018)

2.2 Marco contextual

2.2.1 Historia de la unidad minera Huancapetí

Según la información corporativa y reportes oficiales de SENACE y medios locales, la Compañía Minera Lincuna, de capitales peruanos, opera principalmente en plata, plomo y zinc en la Unidad Minera Huancapetí, situada en la Cordillera Negra, distrito de Aija, con planta concentradora en Recuay, Áncash

- 2016, Inicio de operaciones a pequeña escala con una autorización de 3 000 TPD, empleando aproximadamente 415 trabajadores.
- 2018, Segunda fase de exploraciones; incremento de producción a ~3 000 TPD.
- 2019-2020, Inicio de la Modificación del Estudio de Impacto Ambiental (MEIA), elaborada por Ausenco, con talleres participativos en Aija, Recuay y Ticapampa.

- 2023, (SENACE, 2023) declara admisible la MEIA para ampliar producción de 3 000 a 10 000 TPD y profundizar labores de producción.

2.2.2 Ubicación y accesibilidad

La Unidad Minera Huancapetí, perteneciente a la Compañía Minera Lincuna, está situada en la región Áncash, a unos 410 km al norte de Lima y aproximadamente a 85 km al noreste de la ciudad de Huaraz.

Administrativamente, la operación minera se encuentra dentro de la provincia y distrito de Aija, en el departamento de Áncash. El área del proyecto abarca altitudes comprendidas entre 3,920 y 4,800 metros sobre el nivel del mar. Geológicamente, su localización corresponde al sector sureste del cuadrángulo de Recuay (22-H) según la Carta Geológica Nacional. El Proyecto Huancapetí cuenta con un derecho especial denominado “área de no admisión de petitorios” de 25,000 ha, dentro de la cual existen cuatro concesiones mineras que corresponden a la Compañía Minera Lincuna S.A.C., con una extensión total de 1,500 ha.

Veta Norte	400 ha	Veta Sur	300 ha
Veta Central	500 ha	Veta Sur	300 ha

Estas concesiones mineras están ubicadas estratégicamente para optimizar el rendimiento y la eficiencia operativa de la extracción de minerales en la región. Geográficamente se encuentra en las:

Zona UTM	18	Este	255,100 m E	Altitud	varía 3.920 y 4.800 m.s.n.m.
Franja UTM	L	Norte	8,909,800 m S		

Figura 2 Ubicación de la C.M Lincuna



Fuente: Compañía minera. Lincuna

A. Acceso aéreo.

Alternativamente, es posible llegar a Huaraz por vía aérea desde Lima, aterrizando en el aeropuerto comandante FAP Germán Arias Graziani (código IATA: ATA). Desde Huaraz, se continúa por carretera asfaltada hasta Recuay (aproximadamente 30 km) y luego por el camino afirmado descrito anteriormente hasta la mina

B. Acceso terrestre.

El acceso principal desde Lima se realiza por vía terrestre, siguiendo la siguiente ruta:

Lima – Pativilca – Catac – Ticapampa – Recuay – Mina Huancapetí: Este trayecto combina carreteras asfaltadas y tramos afirmados. La distancia total es de aproximadamente 465 km, con un tiempo estimado de viaje de 7.3 horas en camioneta.

Desde Recuay, se toma un desvío hacia el oeste por la trocha carrozable AN-109, recorriendo unos 47 km por un camino afirmado que atraviesa terrenos montañosos, alcanzando altitudes cercanas a los 4,500 msnm, hasta llegar a la mina

Figura 3 Accesos a la U.M. Huancapetí



Fuente: Google Earth Pro. (2024, 15 de septiembre). [Imagen de satélite de la Unidad Minera Huancapetí, Áncash, Perú]

2.2.3 Geología regional

La región Áncash, situada en la zona centro-occidental del Perú, presenta una geología compleja caracterizada por una diversidad de formaciones geológicas que abarcan desde el Neoproterozoico hasta el Cuaternario. Las principales unidades litoestratigráficas incluyen:

A. Complejo del Marañón (Neoproterozoico).

Litología: Metasedimentos: Esquistos, filitas y cuarcitas, metamorfizados en facies verde esquisto. Metavolcanitas: Rocas volcánicas metamorfizadas (anfibolitas, metabasaltos).

Ambiente de formación: Asociado a un arco magmático y cuenca de antearco durante la orogenia Brasiliana (ciclo Neoproterozoico-Paleozoico inferior). Metamorfismo relacionado con la acreción del Cratón Amazónico.

Importancia en Huancapetí: Constituye el basamento cristalino de la región, afectado por deformación y fallamiento heredado. Las cuarcitas pueden ser indicadoras de zonas de cizalla con potencial mineralización (oro orogénico).

B. Grupo Mitú (Pérmino)

Litología: Secuencias volcánicas: Basaltos, andesitas y tobas ácidas (asociadas a magmatismo de rift).

Sedimentos: Conglomerados, areniscas rojizas y lutitas, depositados en cuencas continentales.

Ambiente de formación: Rift continental asociado a la desintegración del supercontinente Gondwana. Actividad magmática vinculada a plumas mantélicas (Provincia Magmática del Choiyoi).

C. Grupo Pucará (Triásico-Jurásico)

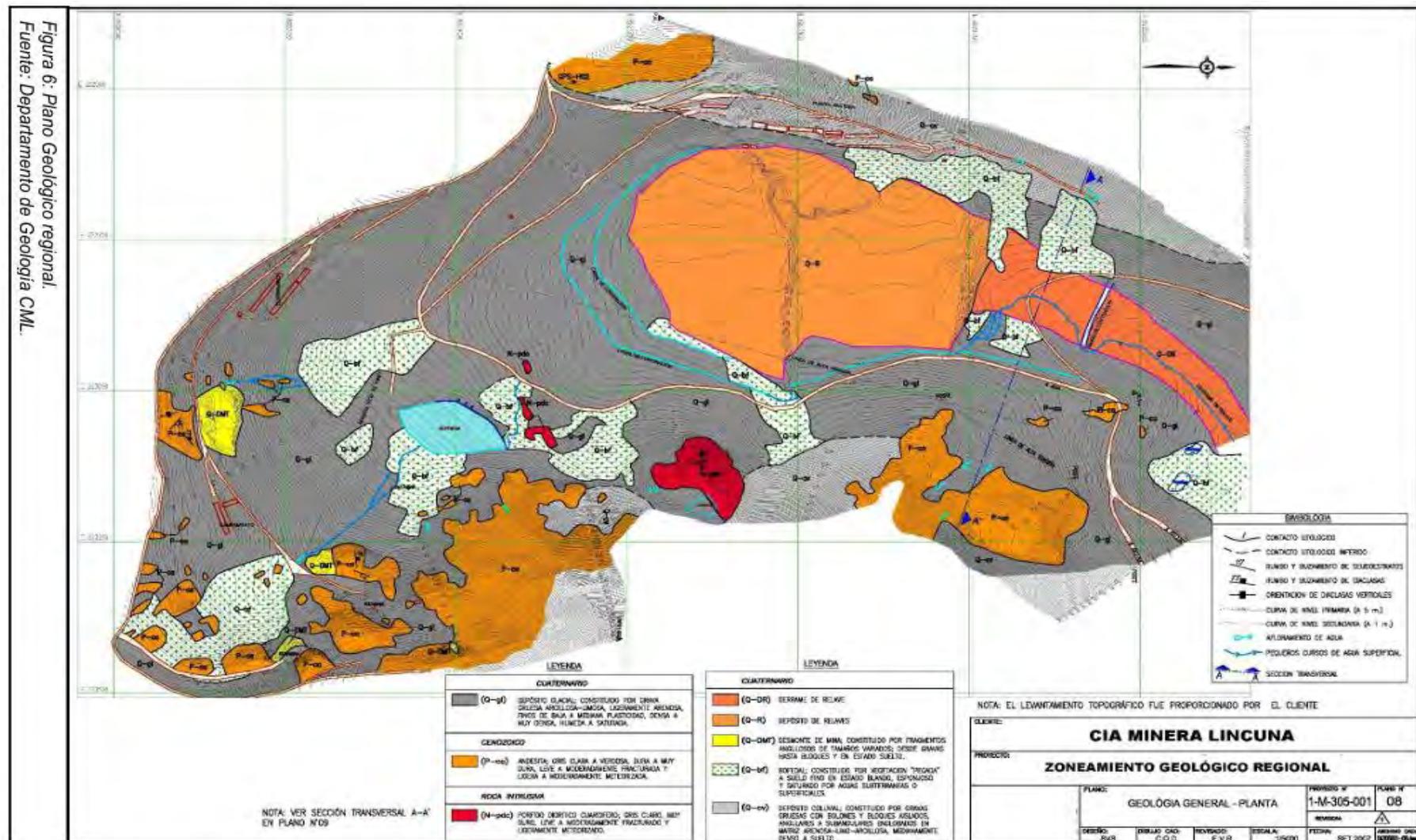
Litología: Calizas y dolomitas: Masivas, con estratificación gruesa y fósiles marinos (ammonites, bivalvos).

Lutitas negras: Ricas en materia orgánica (potencial generador de hidrocarburos).

Ambiente de formación: Marino somero (plataforma carbonatada), con influencia de transgresiones marinas. Depósito en un margen pasivo post-rift (apertura del Océano Pacífico).

Importancia en Huancapetí: Las calizas son susceptibles a karstificación, generando zonas de debilidad estructural. Las lutitas negras pueden asociarse a mineralización estratiforme (Zn-Pb).

Figura 4 Geología regional CIA Minera Lincuna



Fuente: CIA MINERA LINCUNA

2.2.4 Geología local

La Unidad Minera Huancapetí se ubica en el límite de las provincias de Aija y Recuay, dentro del Departamento de Áncash, sobre la Cordillera Negra, con una altitud de operación que varía entre los 3,800 y 4,800 metros sobre el nivel del mar. La geología local está dominada por rocas sedimentarias y volcánicas del Mesozoico y Cenozoico, intruidas por cuerpos ígneos asociados a eventos tectono-magnmáticos.

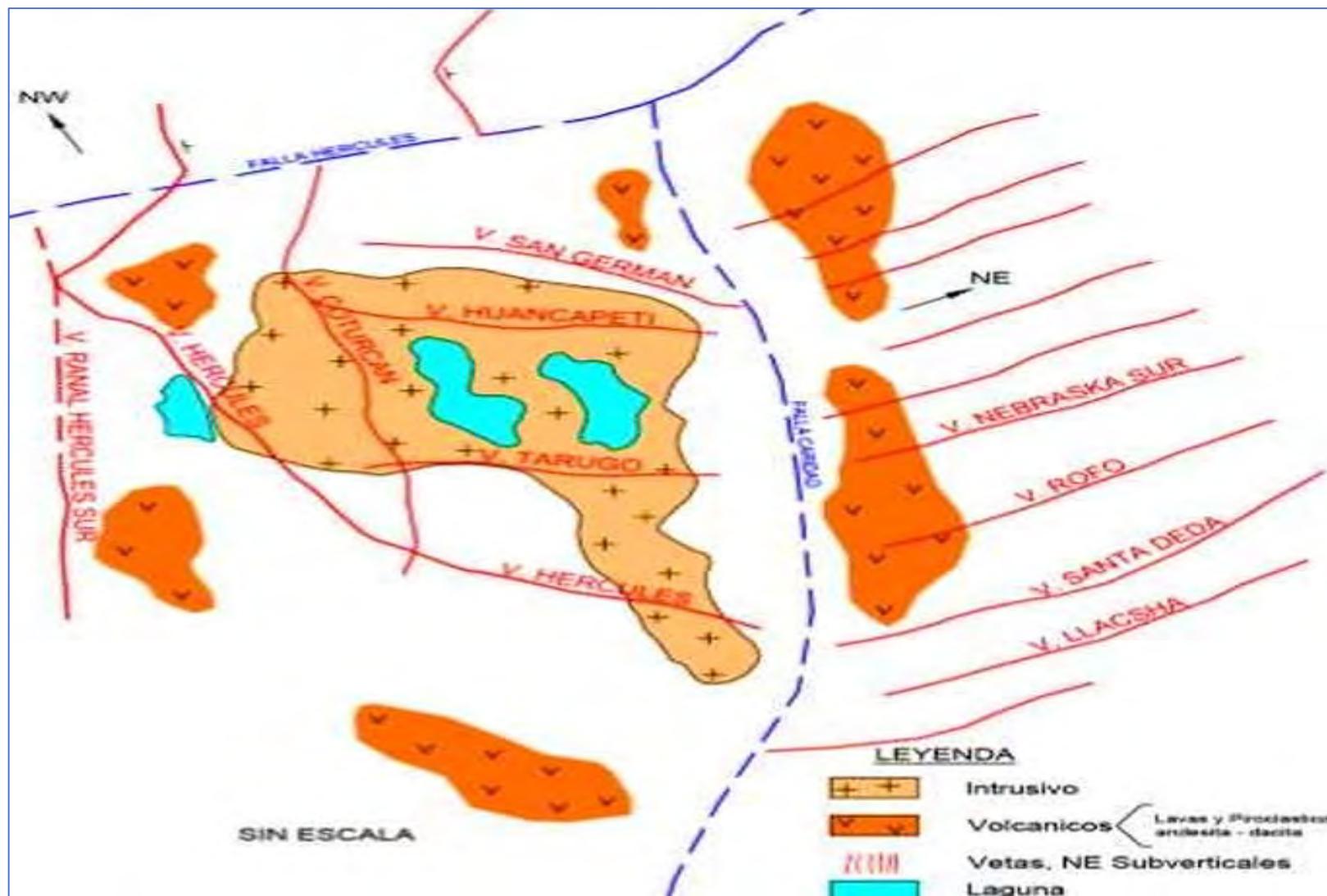
Las principales unidades geológicas en el área incluyen:

- Formación Jumasha (Cretácico Superior): compuesta por calizas masivas de tonalidad gris clara, que presentan intercalaciones de margas y lutitas.
- Formación Pariatambo (Cretácico Inferior): Margas y calizas de color gris oscuro, con fósiles marinos.
- Formación Calipuy (Terciario Inferior): Lavas andesíticas y piroclastos, indicando actividad volcánica.

Depósitos Cuaternarios: Incluyen morrenas glaciares, depósitos coluviales y aluviales, que cubren parcialmente las unidades anteriores.

La tectónica local está marcada por fallas inversas y normales, que han controlado la ubicación de las vetas mineralizadas. Las estructuras más relevantes son las fallas de rumbo noreste-suroeste, que han servido como conductos para la mineralización hidrotermal.

Figura 5 Geología de la unidad minera Huancapeti



Fuente: departamento de geología de la UM Huancapeti

2.2.5 Geología económica

La Unidad Minera Huancapetí se distingue por su notable potencial polimetálico, con una predominancia de minerales de plomo (Pb), zinc (Zn) y plata (Ag). La mineralización se presenta en vetas hidrotermales de origen epitermal, asociadas a eventos magmáticos del Terciario.

Los principales minerales de mena identificados en la zona son:

- Galena argentífera (PbS): Principal mineral portador de plomo y plata.
- Esfalerita (ZnS): Mineral principal de zinc.
- Calcopirita (CuFeS_2): Mineral de cobre, presente en menor proporción.
- Jamesonita ($\text{Pb}_4 \text{FeSb}_6 \text{S}_{14}$) y Tetraedrita ($\text{Cu}_{12} \text{Sb}_4 \text{S}_{13}$): Minerales complejos que aportan plomo, antimonio y cobre.

Los minerales de ganga incluyen cuarzo, pирита, arsenopirita y calcita.

La mineralización está controlada estructuralmente por vetas de rumbo noreste-suroeste y buzamiento moderado a alto, con espesores variables entre 0.5 y 1.5 metros. Estas vetas se alojan preferentemente en las calizas de la Formación Jumasha y las andesitas de la Formación Calipuy.

El conocimiento detallado de la geología económica de la zona es fundamental para optimizar las operaciones de exploración y explotación, permitiendo una mejor planificación de las labores mineras y una gestión eficiente de los recursos.

Tabla 2 Reservas de Mineral Probadas y Probables

Mina	Categoría	T.M. S	Potencia (m)	Ag Oz/TC	Pb %	Zn %
Hércules	Probado	1'535,653				
	Probable	467,583	4.50	4.80	2.90	3.50
	Total	2'003,236				
Coturcán	Probado	46,211				
	Probable	59,515	2.80	5.70	2.10	3.90
	Total	105,726				
Caridad	Probado	74,522				
	Probable	74,210	1.20	9.10	1.90	2.40
	Total	148,732				
Total, de Reservas		2'257,694	2.83	6.53	6.90	3.27

fuente: departamento de geología de la unidad minera Huancapetí.

La Compañía Minera Lincuna S.A. ha reportado que la Unidad Minera Huancapetí cuenta con un total de 2,257,694 millones de toneladas de recursos, de los cuales 148732 toneladas son de la mina caridad. Esta información fue proporcionada por el departamento de geología de la compañía minera Lincuna.

La compañía trató ante el organismo ambiental correspondiente (Senace) una propuesta para ampliar la vida útil de la Unidad Minera Huancapetí. Dicho plan contempla la construcción de 40 plataformas de perforación, con el propósito de ampliar el conocimiento geológico y la cubicación de los recursos minerales en el área adyacente a la mina.

2.2.6 Caracterización geotécnica

La caracterización geotécnica del macizo rocoso en la Unidad Minera Huancapetí, con especial atención a la veta Caridad y zonas aledañas (Hércules, Coturcán), revela una geología de tipo volcánico del Grupo Calipuy, correspondiente a depósitos hidrotermales polimetálicos (plata- plomo- zinc). Las rocas dominantes son andesitas piroclásticas y andesítico- riodacíticas de edad terciaria media, con estructuras volcanoplutónicas asociadas como el stock Collaracra y coladas de tipo Hércules. Las vetas presentan rumbo NW- SE, con fallas principales N- S tensionales (Hércules, Tucto, Señor de Burgos) y un claro control estructural en la mineralización.

El estudio geomecánico llevado a cabo para sostén en la zona Hércules, extrapolable a Caridad, la macromasa se evaluó mediante:

- Clasificaciones de calidad del macizo (RMR) resultando en rangos entre 35 y 65, con desglose para techo (RMR 65–35), estructura (55–25) y piso (55–35).
- Parámetros medidos: resistencia a compresión uniaxial de la roca intacta, RQD, condición superficial (meteorítica y discontinuidades), identificación estructural y numérica de fallas/discontinuidades.

Este mapeo y análisis permitió segmentar el macizo en dominios geotécnicos según calidad estructural y mecánica: desde zonas con roca buena ($RMR > 60$) hasta roca mala ($RMR < 40$), excluyendo rocas muy buenas (> 80), que no se encuentran en el macizo de Lincuna.

Los ensayos fueron realizados in-situ mediante cartillas geomecánicas: golpes de picota, identificación de jaspeado, biofacturación y evaluación de discontinuidades.

Tabla 3 Dominios Geotécnicos

Dominio	Sub-dominio	γ (kN/m ³)	UCS intacta (MPa)	RMR	RQD (%)	Dominante fallo	Coh. (kPa)	ϕ falla (°)	ϕ juntas (°)
A – Volcánico intacto	Polarizado superior	26–27	140 – 180	60–45	70–55	Estructural	45	40	35
B – Volcánico fracturado	Moderado fract.	26	90 – 130	50–35	60–45	Dioclasis	35	35	30

Fuente: departamento de Geomecánica de la U. M. Huancapetí

Los dominios A–B reflejan un macizo geomecánico que va de buena a pobre calidad (RMR 60–20), con UCS decreciente de ~180 MPa a ~40 MPa.

RQD desciende desde ~70 % a ~30 %, indicando mayor fracturamiento y menor coherencia estructural en roca más alterada.

Ángulos de fricción y cohesión disminuyen proporcionalmente en zonas más dañadas.

2.3 Bases teóricas

2.3.1 Yacimiento minero

Según (López, 2019) un yacimiento minero es una concentración natural de minerales o materiales geológicos que, por su cantidad, calidad y ubicación, pueden ser explotados económicamente (p. 45). El autor señala que estos depósitos se forman a través de procesos geológicos complejos, como el magmatismo, la sedimentación o la actividad hidrotermal.

Un yacimiento minero no solo representa un recurso económico, sino también un elemento clave para el desarrollo industrial de un país. No obstante, la explotación de estos recursos debe llevarse a cabo de forma sostenible, procurando reducir los impactos ambientales y garantizar beneficios duraderos para las comunidades aledañas..

2.3.2 Minería subterránea

La minería subterránea implica la explotación de minerales mediante labores bajo la superficie terrestre, tales como túneles, galerías, chimeneas y pozos, utilizados para acceder a cuerpos minerales inaccesibles por métodos superficiales (Herrera Herbert, 2022). Este método se utiliza principalmente cuando los depósitos se encuentran a profundidades que impiden su extracción eficiente mediante minería a cielo abierto, ya sea por factores económicos, técnicos o ambientales.

Además, se destaca por ofrecer una mayor precisión en la extracción y reducir significativamente la generación de estéril y los impactos ambientales superficiales. Sin embargo, requiere una planificación detallada de accesos, ventilación, sostenimiento, equipamiento especializado y medidas estrictas de seguridad.

2.3.2.1 Métodos de explotación subterránea

Dentro de la minería subterránea se aplican diversos sistemas de explotación, elegidos según las propiedades geológicas y geomecánicas del depósito. Escoger el método más conveniente es determinante para lograr una recuperación eficiente del mineral, mantener condiciones seguras de trabajo y optimizar los costos de producción.

Según la clasificación planteada por Herrera Herbert (2020) en su publicación “*Introducción a la Minería Subterránea, Vol. IV*”: Métodos de Explotación de Interior, los sistemas de explotación subterránea se agrupan en:

Corte y relleno ascendente (Cut and Fill, upward):

El método de corte y relleno ascendente es una técnica de minería subterránea utilizada principalmente en vetas irregulares o zonas de alto valor económico, entornos donde resulta fundamental garantizar la estabilidad del macizo rocoso y mantener condiciones

seguras de operación. Se excava un muro o corte de material, retirando el mineral, y luego se rellena el espacio excavado con relleno artificial o estéril, lo que permite trabajar en niveles sucesivos ascendentes, asegurando que cada sección superior tenga soporte sólido desde abajo. Esto es especialmente útil en vetas estrechas y de geometría compleja.

Características principales:

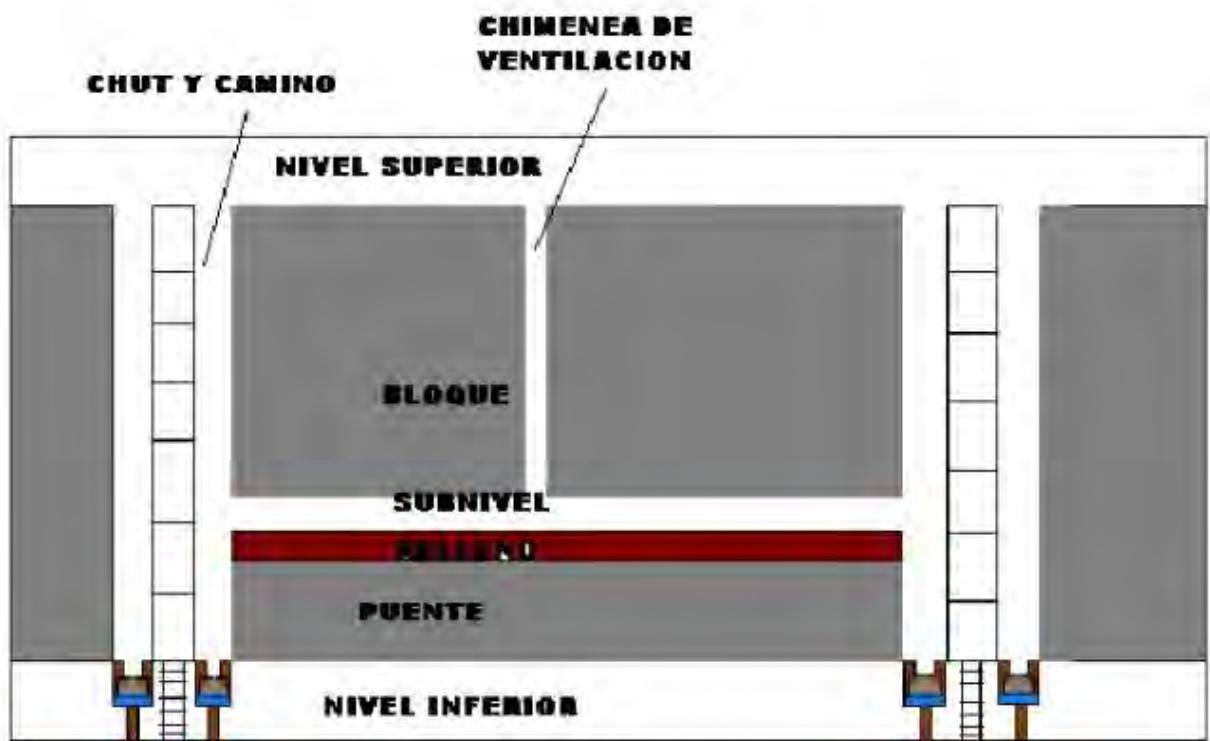
- Excavación por niveles ascendentes.
- Cada nivel se rellena antes de excavar el siguiente.
- Relleno puede ser cementado o no, dependiendo de la estabilidad y las cargas.
- Permite mayor control del desplome de rocas y seguridad del personal.

Relación con Breasting (Top Slicing o Sublevel Breasting)

El breasting o top slicing es una técnica que se combina ocasionalmente con corte y relleno ascendente para mejorar la eficiencia en vetas más anchas:

- Se perfora y carga material en subniveles o “slices” horizontales dentro del nivel a excavar.
- El material se fragmenta selectivamente por perforación y voladura controlada, facilitando que el relleno se coloque de manera uniforme y rápida.
- Esto permite que el avance ascendente sea más continuo y seguro, reduciendo el riesgo de colapso de techos.

Figura 6 Método de corte y relleno ascendente (Cut and Fill, upward)



Fuente: oa.upm – Universidad politécnica de madrid

2.3.3 Geomecánica

La geomecánica es una rama de la geotecnia fundamental que se dedica al estudio del comportamiento mecánico de los materiales geológicos, es decir, suelos y rocas, cuando están sujetos a diversas condiciones de carga, deformación, presión y temperatura (Duque Escobar, 2023). Es una disciplina esencial que sirve como puente entre la geología y la ingeniería, permitiendo comprender cómo las masas de suelo y roca interactúan con las estructuras construidas por el ser humano y cómo responden a los procesos naturales.

Históricamente, la geomecánica ha evolucionado a partir de dos campos principales:

- **La mecánica de suelos:** esta rama de la geotecnia se centra en el análisis de las propiedades físicas y del comportamiento mecánico de los suelos. Desde sus

fundamentos establecidos por (Terzaghi, 1996), la mecánica de suelos es crucial para el diseño de cimentaciones, la estabilidad de taludes y el comportamiento de las presas de tierra. Se encarga de analizar cómo los suelos se deforman y resisten el corte bajo diferentes estados de esfuerzo y condiciones de humedad .

- **La mecánica de rocas:** esta especialidad estudia el comportamiento de los macizos rocosos, considerando tanto la resistencia de la roca intacta como las propiedades del conjunto rocoso. Presta particular atención al análisis de las discontinuidades —como fracturas, fallas y juntas— que influyen en su estabilidad. Autores como Hoek (1997) y Bieniawski (1989) propusieron criterios de falla y métodos de clasificación, entre ellos el sistema RMR (Rock Mass Rating), fundamentales para el diseño y la planificación de túneles, excavaciones subterráneas, cavernas y perforaciones en la industria minera y petrolera..

2.3.3.1 Propiedades principales

Las propiedades geomecánicas de una roca son un conjunto de características físicas y mecánicas que describen cómo se comporta la roca (o el macizo rocoso, que incluye las discontinuidades) bajo la acción de fuerzas o cargas. Son esenciales en ingeniería civil y minera para el diseño, construcción y estabilidad de estructuras como túneles, taludes, presas, cimentaciones y excavaciones subterráneas.

Se dividen principalmente en propiedades de la roca intacta (la muestra de roca sin fracturas visibles) y propiedades del macizo rocoso (que considera la roca intacta más la influencia de las discontinuidades como fracturas, fallas, diaclasas, etc.).

1. Propiedades de la Roca Intacta (matriz rocosa)

Se determinan en laboratorio a partir de muestras de roca sin fracturas.

a) **Propiedades Físicas:**

Densidad / Peso Unitario (γ): Relación entre la masa (o peso) de la roca y su volumen. Es fundamental para calcular el peso de la masa rocosa y las tensiones in situ.

Porosidad (n): Porcentaje de volumen de huecos o poros en la roca respecto al volumen total. Afecta la resistencia y la permeabilidad.

Permeabilidad (k): Capacidad de la roca para permitir el paso de fluidos (agua, gases). Puede ser primaria (a través de los poros) o secundaria (a través de las discontinuidades).

Contenido de Humedad (w): proporción de agua contenida en los poros del material rocoso.

Absorción (A): Capacidad de la roca para absorber agua.

Durabilidad (\$ ID \$): Resistencia de la roca a los procesos de desagregación y alteración por ciclos de humedecimiento y secado (ensayo Slake Durability Test).

Dureza: Resistencia de la superficie de la roca a la abrasión o penetración (ej. dureza Mohs, martillo Schmidt).

b) **Propiedades Mecánicas (Resistencia y Deformabilidad):**

Resistencia a la Compresión Simple (RCS o UCS): La máxima tensión de compresión que una muestra de roca intacta puede soportar antes de fallar, sin confinamiento lateral. Es una de las propiedades más importantes.

Resistencia a la Tracción Indirecta (σ_t): es el valor máximo de tensión que una roca puede resistir cuando se somete a esfuerzos de tracción, determinado generalmente mediante el ensayo brasileño.

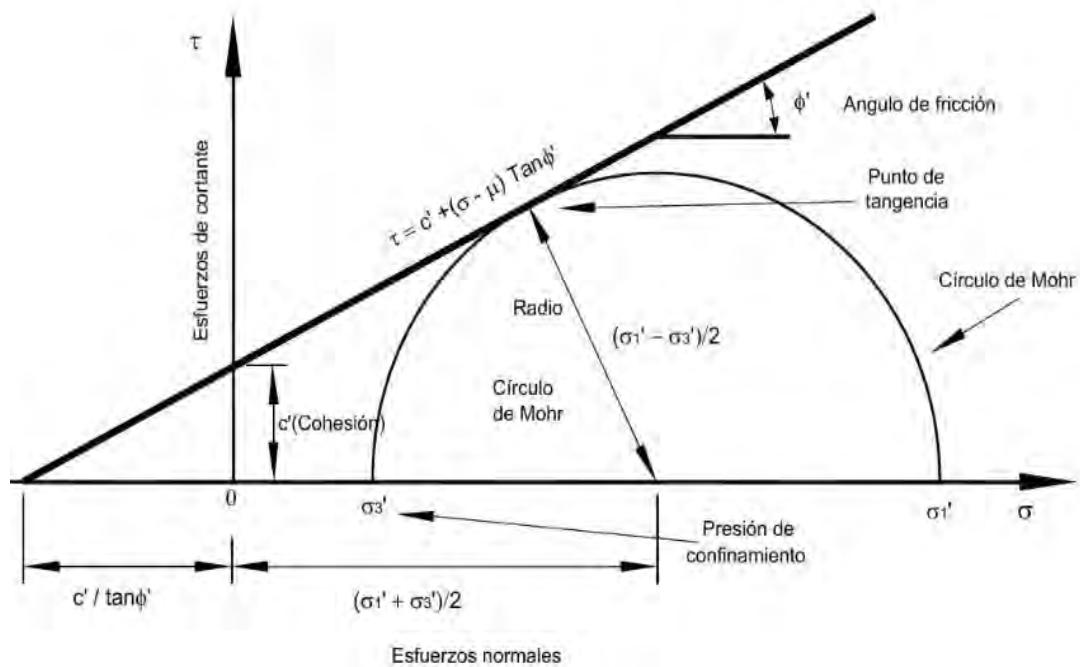
Resistencia al Corte: es la capacidad del material rocoso para oponerse a los esfuerzos que intentan provocar el deslizamiento entre sus planos internos.

Resistencia a la Compresión Triaxial:

Permite determinar la resistencia de la roca bajo diferentes niveles de confinamiento (presión lateral) y obtener los parámetros de resistencia al corte según el criterio de Mohr–Coulomb:

- **Cohesión (C):** parámetro que representa la resistencia inherente de la roca al corte, independiente de la presión normal aplicada. Gráficamente corresponde a la intersección de la envolvente de falla con el eje de esfuerzos cortantes (τ).
- **Ángulo de fricción interna (ϕ):** parámetro que indica la contribución de la fricción al esfuerzo cortante máximo, asociado a la inclinación de la envolvente de falla; refleja la resistencia al deslizamiento entre los minerales o discontinuidades de la roca.

Figura 7 Ilustración del comportamiento expresado por la ecuación de Coulomb



Fuente: Zuárez, J. (2009). Deslizamientos: análisis geotécnico

Módulo de Elasticidad (Módulo de Young, E): parámetro que expresa la rigidez del material rocoso y su capacidad de deformarse de manera elástica bajo una carga, recuperando su forma original al eliminarse el esfuerzo.

Coeficiente de Poisson (v): parámetro que expresa la relación entre la deformación transversal y la deformación axial en una roca sometida a carga uniaxial, reflejando su tendencia a expandirse lateralmente durante la compresión.

Velocidad de Ondas P y S: Medidas de la velocidad de propagación de ondas sísmicas a través de la roca. Se usan para determinar módulos elásticos dinámicos.

2. Propiedades de las Discontinuidades

Las discontinuidades —como fallas, diaclasas y planos de estratificación— tienen un papel determinante, ya que en muchos casos influyen en el comportamiento mecánico del macizo rocoso en mayor medida que la propia roca intacta.

Orientación: Dirección y buzamiento de las discontinuidades. Muy importante para la estabilidad de taludes y túneles.

Espaciado: Distancia promedio entre discontinuidades.

Continuidad: Qué tan largas y persistentes son las discontinuidades.

Rugosidad: Irregularidad de la superficie de la discontinuidad. Afecta la resistencia al corte.

Apertura: Ancho del espacio entre las caras de la discontinuidad.

Relleno: Material (arcilla, arena, agua, etc.) que ocupa la discontinuidad. El tipo y la cantidad de relleno alteran significativamente la resistencia.

Condición de las paredes: Si las paredes de la discontinuidad están meteorizadas, alteradas o frescas.

Resistencia al corte de las discontinuidades: La resistencia al corte de las discontinuidades se determina a través de ensayos de corte directo y se caracteriza esencialmente por los parámetros de cohesión y el ángulo de fricción residual.

3. Propiedades del Macizo Rocos

El macizo rocoso se entiende como un conjunto formado por la roca intacta y sus discontinuidades, cuyas propiedades globales resultan de la interacción entre las características del material rocoso y los planos de debilidad que lo atraviesan.

Resistencia del Macizo Rocoso: generalmente es inferior a la de la roca intacta, debido a la influencia de las discontinuidades presentes. Su estimación se realiza mediante criterios empíricos de falla, como el propuesto por Hoek-Brown, o a través de sistemas de clasificación geomecánica.

Deformabilidad del Macizo Rocoso: El módulo de deformación del macizo rocoso suele ser significativamente menor que el módulo de elasticidad de la roca intacta.

Permeabilidad del Macizo Rocoso: La permeabilidad secundaria (a través de las discontinuidades) es a menudo dominante y mucho mayor que la permeabilidad de la roca intacta.

2.3.3.2 Clasificación geomecánica

Los sistemas de clasificación geomecánica, entre los que destacan el RMR y el Q-System, ofrecen una metodología sistemática para valorar la calidad del macizo rocoso. Estos métodos incorporan variables como la resistencia del material, el estado de las discontinuidades, las condiciones del agua subterránea y otros factores relevantes, permitiendo una evaluación global que orienta el diseño y la gestión de las labores mineras..

Existen varios sistemas de clasificación geomecánica utilizados en minería e ingeniería geotécnica. Los más comunes son:

A. RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawski (1973, con modificaciones posteriores) (Bieniawski, 1989). es uno de los sistemas más utilizados. El sistema RMR asigna una puntuación basada en seis parámetros principales:

- Resistencia de la roca intacta.
- RQD (Rock Quality Designation): mide la calidad del núcleo de sondaje.
- Espaciamiento de discontinuidades.
- Estado de las discontinuidades (condiciones de fractura).
- Condiciones del agua subterránea.
- Orientación de las discontinuidades.

Los valores obtenidos de cada parámetro se combinan para determinar la calificación global del macizo rocoso, la cual se agrupa en cinco categorías de calidad:

Figura 8 estudio de la calidad de roca (RQD).

RQD (%)	Calidad de la Roca
<25	Muy mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 – 100	Muy buena

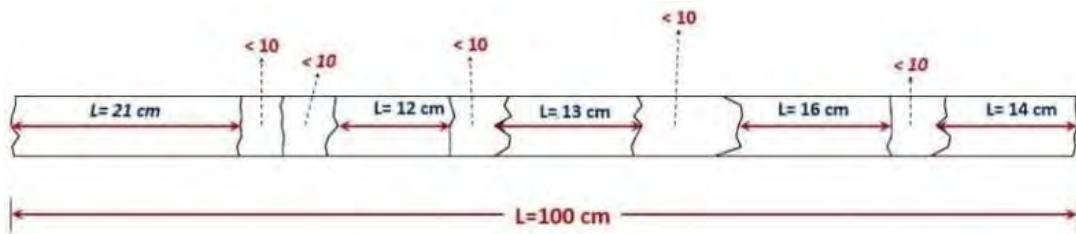
Fuente; Tomado de (mdpi, 2021)

B. RQD (Rock Quality Designation) de Deere (1967)

El RQD (Rock Quality Designation) es un índice geomecánico empleado de manera extensiva para valorar la calidad del macizo rocoso en función de su grado de fracturamiento. Este parámetro, lo introdujo y utilizó por primera vez Don Deere en 1964 y formalmente publicado y aceptado en 1967, posteriormente perfeccionado en 1988, se obtiene a partir del análisis de los testigos extraídos en perforaciones diamantinas, permitiendo estimar la continuidad y la integridad estructural del macizo rocoso.

Se mide el **porcentaje del largo total de fragmentos de testigo recuperados que tienen una longitud superior a 10 cm**, con respecto a la longitud total del sondeo:

Figura 9 cálculo de Rock Quality Designation



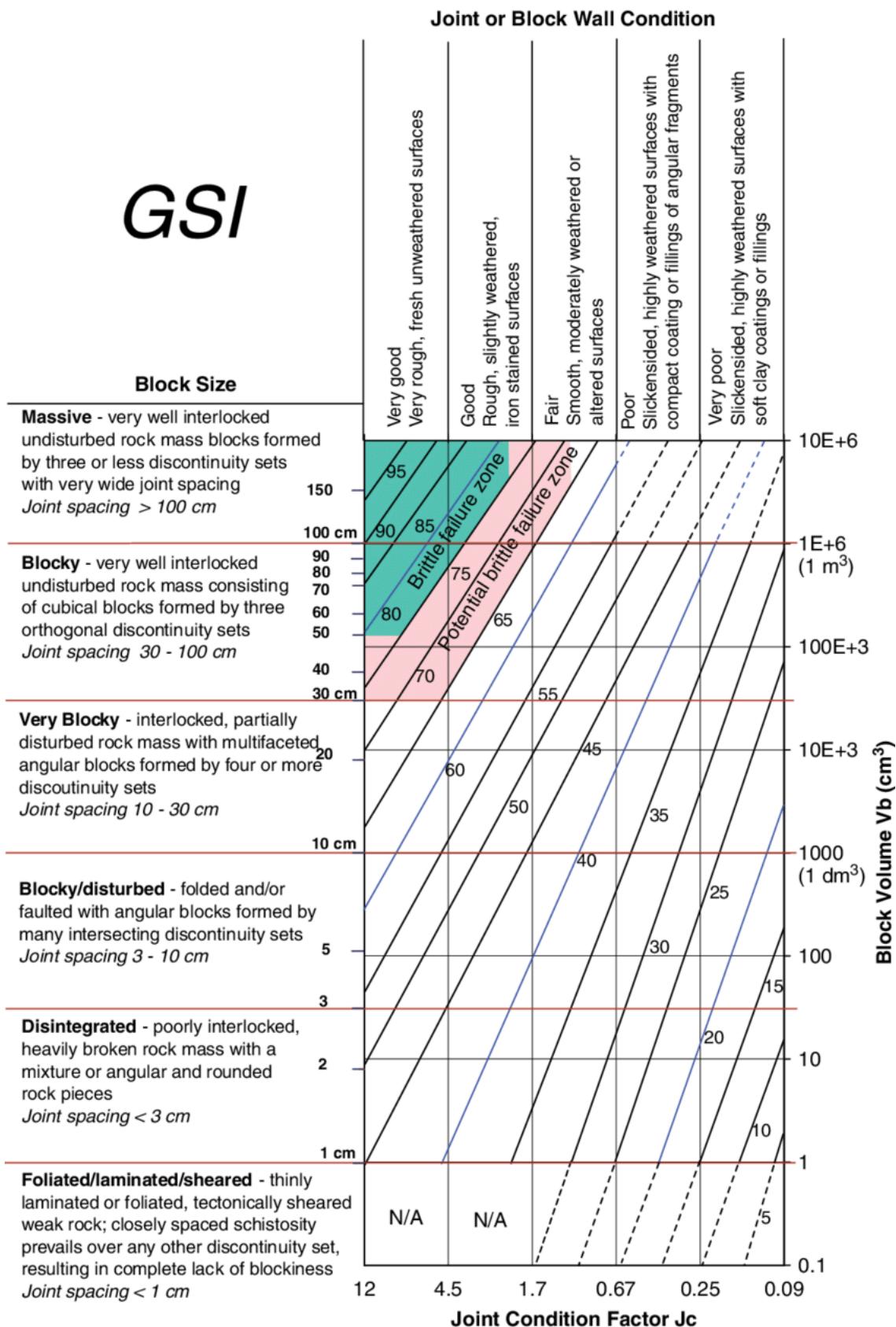
$$RQD = \frac{\sum \text{core pieces} \geq 10 \text{ cm}}{\text{Total length of core}}$$

Fuente: adaptada de **Deere (1988)**, *Descripción técnica de testigos de roca para aplicaciones en ingeniería*.

C. GSI (Geological Strength Index) de Hoek y Brown.

Este sistema es utilizado principalmente para evaluar la resistencia de un macizo rocoso en condiciones no homogéneas. No se basa en una puntuación matemática directa como el RMR o el Q, sino en la observación visual del macizo rocoso, considerando factores como la estructura y las características superficiales de las discontinuidades.

Figura 10 Quantification of GSI



Fuente: Tomada de (researchgate, 2013)

D. Q-System de Barton, Lien y Lunde (1974).

(Barton, 1974) también es ampliamente utilizada, especialmente en túneles. La clasificación Q se basa en seis parámetros:

- RQD (Rock Quality Designation).
- Jn: Número de familias de discontinuidades.
- Jr: Rugosidad de las discontinuidades.
- Ja: Alteración de las superficies de las discontinuidades.
- Jw: Factor de reducción por la presencia de agua.
- SRF: Factor de reducción de resistencia por esfuerzos en el macizo.

La ecuación representativa del Sistema de Clasificación Geomecánica Q (Q-System) de Barton es:

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

El cálculo del índice Q proporciona una medida de la calidad estructural del macizo rocoso y sirve como base para definir el tipo y la magnitud del soporte que debe aplicarse en excavaciones subterráneas.

2.3.3.3 Geomecánica de la veta caridad.

La Veta Caridad constituye uno de los cuerpos mineralizados más importantes de la unidad, caracterizado por un entorno litológico compuesto por lavas y tuvos volcánicos, rocas intrusivas y brechas mineralizadas.

En el marco de la caracterización geomecánica de la Veta Caridad se han utilizado los sistemas de clasificación RMR (Rock Mass Rating de Bieniawski) y Q (NGI Rock Mass

Quality Index), obteniéndose los siguientes rangos para las distintas litologías y dominios estructurales.

Tabla 4 Clasificación geomecánica de la Veta Caridad (Unidad Huancapeti)

Litología/ Dominio	Caja techo	Caja piso	Mineral (brecha)	RMR (rango)	Clase	Q (rango)
Lavas – Tufos volcánicos	Sí	Sí	–	61–70	Buena II-B	6.61 – 17.97
				51–60	Regular III-A	2.18 – 5.92
				41–50	Regular III-B	0.72 – 1.95
				31–40	Mala IV-A	0.24 – 0.64
Intrusivo	Sí	Sí	–	61–70	Buena II-B	6.61 – 17.97
				51–60	Regular III-A	2.18 – 5.92
				41–50	Regular III-B	0.72 – 1.95
				31–40	Mala IV-A	0.24 – 0.64
Brecha mineralizada	–	–	Sí	51–60	Regular III-A	2.18 – 5.92
				41–50	Regular III-B	0.72 – 1.95
				31–40	Mala IV-A	0.24 – 0.64
				21–30	Mala IV-B	0.08 – 0.21

Fuente: Adaptado de UNAMBA (2021) y UNCP (2019)

Los resultados muestran que el dominio predominante de la zona Caridad corresponde a roca intrusiva, con un rango RMR 51–60 (Regular III-A) tanto en caja techo como en caja piso. Esto implica una calidad de macizo rocoso de comportamiento intermedio, que requiere un diseño de sostenimiento preventivo y que influye directamente en la selección de parámetros de perforación y voladura.

Por otro lado, en frentes donde se intercepta la brecha mineralizada, la clasificación tiende a descender hasta RMR 31–40 (Mala IV-A) e incluso 21–30 (Mala IV-B), lo cual denota condiciones de mayor inestabilidad que incrementan la demanda de sostenimiento.

En cuanto a propiedades físicas, se reporta para el desmonte de Caridad una densidad promedio de 2.5 g/cm³, utilizada en cálculos de tonelaje y diseño de voladura.

La caracterización geomecánica aquí expuesta constituye la base para analizar el desgaste de aceros de perforación y la optimización de los accesorios empleados, dado que la dureza y abrasividad de las litologías (particularmente en las zonas de intrusivo y brecha mineralizada) tienen una relación directa con el comportamiento del acero, la eficiencia de perforación y los costos operativos de la unidad.

2.3.4 Perforación en minería

2.3.4.1 Perforación en minería subterránea

La perforación subterránea es una operación clave en todo proceso de explotación minera, ya que permite fragmentar la roca para su posterior extracción, desarrollar accesos, chimeneas, galerías, sistemas de ventilación, e instalar sostenimientos según las condiciones geomecánicas del macizo.

Según (Herrera Herbert, Manual de Perforación y Voladura, 2013) en el Manual de Perforación y Voladura de la Universidad Politécnica de Madrid, la perforación en minería subterránea se define como: "La operación que consiste en la creación de huecos cilíndricos denominados taladros, mediante la acción mecánica de percusión y rotación, con el objetivo de alojar explosivos para la fragmentación de la roca, facilitar el avance de galerías, establecer sistemas de ventilación y drenaje, así como permitir la instalación de sostenimientos". Este proceso se adapta a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, considerando factores como la dureza, abrasividad y presencia de discontinuidades, lo que influye directamente en la selección de equipos y parámetros operativos.

Esta definición es especialmente relevante en contextos como la Unidad Minera Huancapetí, donde el método de explotación es corte y relleno ascendente, que exige una perforación precisa y adaptable a vetas angostas con buzamiento medio a alto.

Existen dos tipos principales de perforación en minería subterránea:

1. Perforación de desarrollo: para avanzar en túneles, galerías o accesos.
2. Perforación de producción: enfocada en la fragmentación del mineral para su extracción.

Los equipos usados dependen de la sección, tipo de labor, dureza de la roca y productividad requerida. En el caso de Huancapetí, se utilizan tanto equipos Jack Leg (perforación neumática manual) como Jumbos electrohidráulicos, como el Sandvik DD210, DL230 y BOOMER282, ideales para zonas con geometría restringida y perforación de frentes de producción.

A. Tipos de perforación

La perforación subterránea se clasifica según su propósito en tres tipos principales: perforación de desarrollo, perforación de producción y perforación de acceso. Cada tipo tiene objetivos específicos y se realiza en labores determinadas dentro de la mina.

a) Perforación de desarrollo

Según Navarro Torres (2013), la perforación de desarrollo permite avanzar y preparar los frentes de la mina hacia las zonas mineralizadas. Su objetivo no es extraer mineral directamente, sino facilitar la construcción de la infraestructura interna.

Labores asociadas:

- galerías de desarrollo
- Rampas internas para conectar niveles

Características:

- Se realiza generalmente con jumbos hidráulicos o, en frentes pequeños, con martillos manuales (jacklegs).
- Patrones de perforación cortos (2 a 4 metros por avance), diseñados para generar frentes uniformes.
- Permite avanzar en la mina de manera segura y planificada, asegurando estabilidad y preparación para futuras labores de producción.

b) Perforación de producción

La perforación de producción se realiza directamente en las zonas mineralizadas con el objetivo de fragmentar el mineral para su extracción y procesamiento. Este tipo de perforación impacta directamente en la recuperación del mineral y la rentabilidad del proceso.

Labores asociadas:

- Frentes de corte y relleno ascendente.
- Subniveles de stoping.
- Cámaras y pilares en métodos de explotación selectivos.

Características:

- Se emplean taladros largos (long holes), que pueden alcanzar profundidades de 25 a 30 metros.
- Patrones de malla paralelos, en V o abanico, diseñados para garantizar fragmentación adecuada y mínimo de dilución.

- La orientación, profundidad y diámetro de los taladros se definen en función del método de explotación empleado, la configuración del yacimiento y las condiciones de estabilidad del macizo rocoso.

c) Perforación de acceso

La perforación de acceso permite llegar a los frentes de desarrollo y producción, además de facilitar ventilación, drenaje y transporte de personal y equipos. Su función es estrictamente auxiliar y no se enfoca en la extracción de mineral.

Labores asociadas:

- Rampas de acceso iniciales
- Pozos de ventilación y drenaje
- Chimeneas de ventilación.

Características:

- Puede emplear jumbos, perforación manual o combinaciones según el tamaño y la geomecánica.
- Su planificación asegura que los frentes de desarrollo y producción se puedan ejecutar de manera eficiente y segura.

B. Equipos de perforación

Dentro de las operaciones subterráneas, los equipos de perforación desempeñan un papel clave en la ejecución de actividades de desarrollo y extracción. Su selección se determina considerando la forma de la labor minera, el comportamiento mecánico del macizo rocoso y el sistema de explotación utilizado.

A continuación, se describen los principales equipos utilizados en perforación subterránea, clasificados según su función.

a) Jumbos de perforación

Los jumbos son equipos electrohidráulicos utilizados en la perforación de frentes de producción, como tajos, galerías, pilares. Están diseñados para realizar múltiples barrenos simultáneamente mediante brazos articulados con martillos perforadores.

Uno de los modelos más utilizados es el Boomer 282, de la marca Epiroc. Este equipo cuenta con dos brazos independientes y es ideal para secciones medianas de túnel (aproximadamente 4 a 6 m de altura), con una capacidad de perforación de hasta 64 m² por ciclo (Epiroc, 2020).

Según (Epiroc, 2020), los jumbos modernos permiten una perforación más rápida, precisa y segura, y pueden incorporar sistemas de navegación láser y control automático de barrenos para mejorar la productividad y reducir desviaciones.

Figura 11 Perforadoras hidráulicas, perforadoras DTH



Fuente: ksdrillrings - Jumbo minero hidráulico

b) Taladros largos

Los taladros largos son equipos diseñados para realizar perforaciones profundas (long holes), generalmente mayores a 15 metros, con diámetros de 64 a 115 mm. Se utilizan principalmente en la perforación de cámaras de producción, como en el método de corte y relleno ascendente.

El modelo Sandvik DL230, por ejemplo, es un equipo compacto de perforación larga montado sobre ruedas, ideal para vetas estrechas. Puede perforar en sentido vertical o inclinado, con una profundidad máxima de hasta 25 m (Sandvik, 2019).

Por otro lado, el Sandvik DL230 está diseñado para mayores secciones de trabajo, con capacidad para perforar barrenos de mayor longitud y diámetro. Este equipo es más robusto, con mayor potencia y versatilidad para labores de producción más exigentes (Sandvik, 2019).

Figura 12 Simba S7D



Fuente: RGA Maquinarias Perú

c) **Equipos manuales**

Los equipos manuales de perforación son herramientas operadas directamente por el trabajador, generalmente neumáticas o hidráulicas, utilizadas en minería subterránea cuando no es posible ingresar maquinaria pesada o en labores de geometría estrecha. Aunque han sido desplazados parcialmente por equipos mecanizados, siguen siendo esenciales en operaciones pequeñas, zonas de difícil acceso o trabajos auxiliares.

Aplicaciones comunes

- Instalación de sostenimiento (pernos split-set, resina).
- Perforación en labores angostas o cámaras pequeñas.
- Trabajos auxiliares o de emergencia (reparaciones, refuerzo).
- Minería artesanal o de baja escala.

Figura 13 Jack leg RN-250X



Fuente: perforadoras rnp-rn-250x

C. Parámetros técnicos de perforación

En minería subterránea, el diseño de perforación constituye una fase crítica del proceso minero, ya que incide directamente en la efectividad de la voladura, el rendimiento del avance, la estabilidad del macizo rocoso y la eficiencia de las operaciones de carguío y acarreo. Este diseño se fundamenta en parámetros técnicos que deben definirse cuidadosamente conforme al método de explotación, las condiciones geomecánicas del terreno y el tipo de equipo empleado..

A continuación, se describen los principales parámetros:

a) Longitud del taladro

Es la distancia lineal que se perfora en la roca en cada barreno. Su valor depende del método de explotación y el equipo utilizado:

- En perforación de desarrollo, la longitud suele ser de 2 a 5 metros.

- En perforación de producción (long holes), puede alcanzar 15 a 30 metros o más.

Una longitud mayor permite menos ciclos de perforación por avance, pero requiere mayor precisión en el diseño de la malla.

Según (Navarro Torres, 2013), los equipos mecanizados modernos pueden perforar con precisión longitudes superiores a 25 m, siempre que las condiciones del macizo lo permitan.

b) Diámetro del taladro

Corresponde al diámetro del orificio perforado, el cual determina el tipo y cantidad de explosivo que puede introducirse. Depende del método de perforación:

- Desarrollo: 32–45 mm
- Producción: 64–115 mm

Un mayor diámetro permite mejor carga y distribución del explosivo, pero incrementa el consumo de energía y desgaste del equipo.

c) Ángulo de inclinación

Es la orientación del barreno respecto al plano horizontal. Se utiliza para controlar la dirección de rotura y minimizar la sobreexcavación o dilución. Puede variar según el tipo de labor:

- Frentes horizontales: 0° a -10°
- Producción en cámaras: -60° a -90°
- Ascendentes o chimeneas: +45° a +90°

La inclinación adecuada mejora el control de la voladura y reduce riesgos estructurales (Hustrulid, 2001).

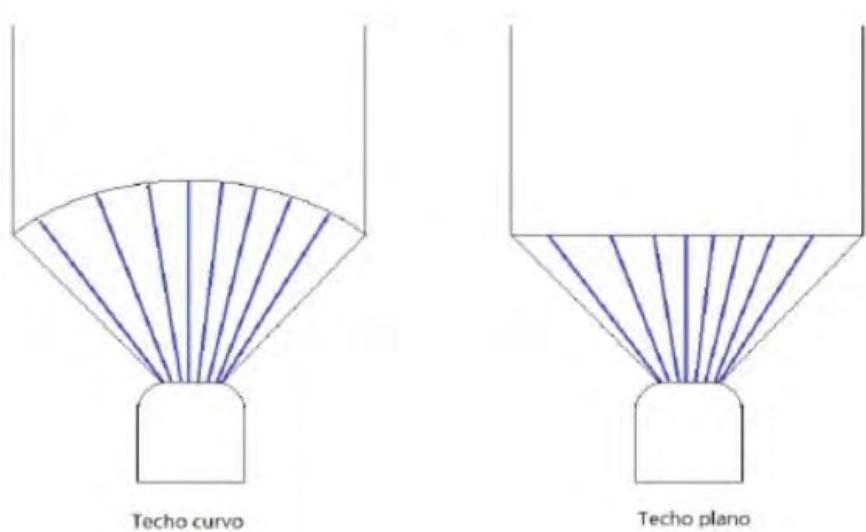
d) Diseño de malla

Es el diseño geométrico de la disposición de los taladros en el frente de perforación.

Existen diferentes patrones según el método de explotación y geometría del yacimiento:

- Abanico: común en vetas inclinadas o angostas.

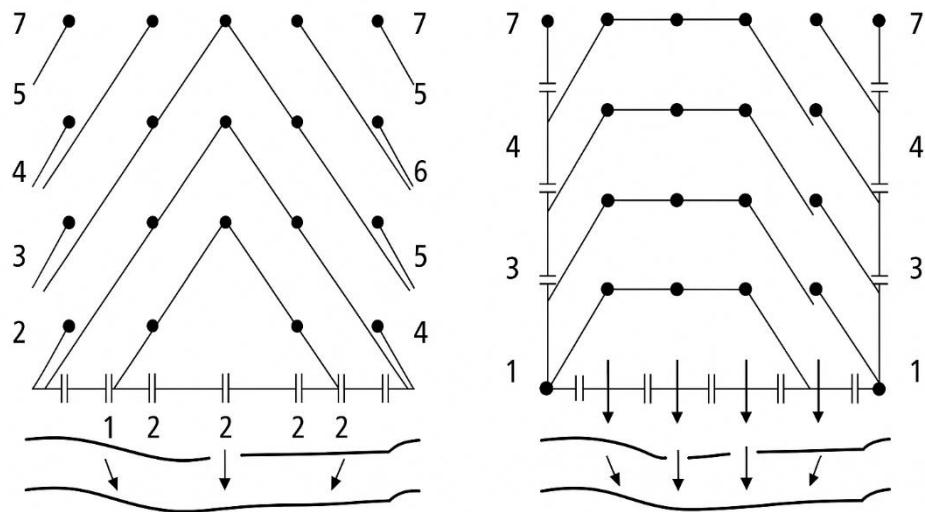
Figura 14 malla de perforación en abanico



Fuente: Elaboración Propia (basada en Principios y Metodologías de Perforación Subterránea)

- Paralelo: frecuente en cámaras de producción.
- En V o trapezoidal: útil en labores de arranque o sostenimiento.

Figura 15 malla de perforación en V y trapezoidal



Fuente: Elaboración Propia (basada en Principios y Metodologías de Perforación Subterránea)

El patrón afecta la fragmentación, el factor de carga y la estabilidad post-voladura.

El patrón debe definirse considerando la resistencia de la roca, la geometría de la labor y el tipo de explosivo (Navarro Torres, 2013).

e) Profundidad efectiva

Es la profundidad útil real del taladro que contribuye al avance o fragmentación. Siempre es ligeramente menor que la longitud perforada, debido al collarín (zona sin explosivo) y al tapón (stemming).

- Se calcula restando el collarín y el tapón a la longitud total perforada.
- Es fundamental para estimar avance neto por ciclo.

(Atlas copco, 2010)

D. Malla de perforación

La malla de perforación es un diseño sistemático de taladros dispuestos en un frente de explotación minera, cuyo objetivo es garantizar una fragmentación óptima de la roca

durante la voladura, maximizando la eficiencia en la extracción del mineral y minimizando costos operativos (impacto ambiental, consumo de explosivos y desgaste de equipos).

Parámetros Geométricos:

a) Burden (B)

representa la distancia entre la cara libre (frente de voladura) y la primera fila de taladros cargados con explosivo. Es un parámetro crítico en el diseño de voladuras que influye directamente en:

- La fragmentación de la roca
- El control de vibraciones
- La eficiencia energética del explosivo

Fórmula básica: $B=K \times \emptyset$

Donde:

1. B: Burden (metros)
2. \emptyset : Diámetro del taladro (pulgadas o milímetros)
3. K: Constante empírica que depende del tipo de roca:

Rocas duras: $K=20-35$

Rocas medias: $K=25-40$

Rocas blandas: $K=30-45$

La fórmula y los rangos de K se basan en metodologías clásicas de diseño de voladuras, ampliamente documentadas en la literatura especializada (Jimeno, 1995) y (López, 2019).

b) Espaciamiento

Distancia entre taladros de una misma fila.

Relación óptima: $S=1.2-1.5\times B$.

c) Profundidad

Longitud de los taladros, determinada por el avance deseado y las condiciones geomecánicas.

2.3.4.2 Variables que afectan la perforación

A. Independientes.

las variables independientes son aquellos factores que no dependen directamente del operador ni del equipo, pero que influyen significativamente en el rendimiento, precisión y eficacia del proceso. Estas variables están asociadas principalmente a las condiciones naturales del macizo rocoso, el diseño de la labor minera y las características del explosivo.

a) Tipo de roca

La composición litológica del macizo rocoso es una de las variables más determinantes en el rendimiento de la perforación. Rocas duras como granitos, cuarcitas o andesitas presentan mayor resistencia a la penetración, lo que reduce la velocidad de avance y aumenta el desgaste de brocas.

- Rocas blandas → mayor velocidad de perforación.
- Rocas duras → mayor consumo de energía y herramientas.
- Rocas fracturadas → desviaciones en el barrenado, colapsos.

Según (Navarro Torres, 2013), el tipo de roca define no solo la velocidad de penetración, sino también el diseño de la malla, el tipo de broca y el explosivo requerido.

b) Estructura geológica

La presencia de fracturas, diaclasas, fallas o zonas de debilidad afecta la estabilidad del barreno y puede provocar desviaciones, colapsos parciales o sobreexcavaciones. Además, si la roca presenta planos de deslizamiento, los taladros pueden desviarse respecto al diseño original.

Las discontinuidades geológicas pueden causar pérdida de energía de percusión o absorción irregular del explosivo (Hustrulid, 2001).

c) Humedad y presencia de agua

El contenido de humedad en la roca o la presencia de agua en el frente de trabajo puede dificultar la perforación, causar obstrucción de barrenos o afectar la adherencia del explosivo (en casos de ANFO sin protección). Además, puede generar colapsos si se trabaja en zonas arcillosas saturadas.

El agua libre disminuye la eficiencia de perforación y puede requerir el uso de explosivos encartuchados o emulsiones impermeables (Atlas copco, 2010).

d) Presión atmosférica y ventilación

En minería profunda, la presión atmosférica disminuye y puede afectar el rendimiento de equipos neumáticos. Además, una ventilación inadecuada puede provocar acumulación de gases y afectar tanto la seguridad como el desempeño del equipo y del operador.

e) Profundidad de trabajo

En minas profundas, aumentan las temperaturas, se requiere mayor ventilación y puede haber mayor presión de agua o gases, todo lo cual condiciona el tipo de equipo, explosivo y tiempo operativo.

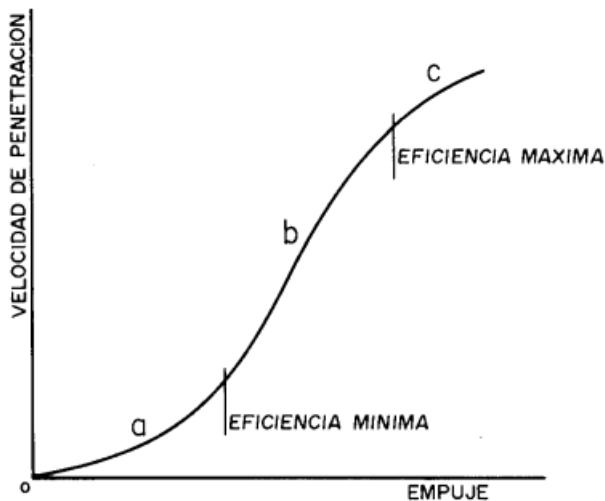
En ambientes subterráneos profundos, la temperatura puede superar los 30 °C, afectando el rendimiento de operarios y equipos (SME, 2001).

B. Dependientes. velocidad, desgaste, profundidad, desviación.

a) fuerza de avance (feed force).

(Según Jimeno (1995), la fuerza de empuje requerida durante la perforación se incrementa en relación directa con la dureza del macizo rocoso, debiendo ser lo suficientemente elevada para superar su resistencia a la compresión. Sin embargo, esta no debe sobrepasar un valor límite, ya que podría generar daños prematuros en la broca o en la cabeza de perforación. En rocas de alta dureza, un empuje excesivo puede provocar la incrustación del útil de corte y su posterior fractura, acortando así su vida útil. Además, al aumentar el diámetro de perforación, se incrementa la superficie de contacto, lo que implica una mayor resistencia al avance. En síntesis, la fuerza de empuje depende principalmente de la dureza del material y del diámetro del barreno.

Figura 16 Influencia de la fuerza de empuje en la velocidad de penetración



Fuente: Adaptado del *Manual de Perforación* de López Jimeno

Según (Atlas copco, 2010), los valores típicos de empuje en martillos hidráulicos para perforación frontal (jumbos) se encuentran entre:

- Empuje recomendado: 1000–4000 N (para diámetros de 38–45 mm)
- Velocidad de avance: 0.3 – 0.7 m/min dependiendo de la resistencia de la roca
- Presión de impacto: 150–220 bares
- RPM de rotación: 200–400

Un exceso de empuje puede causar deformación de la broca, desviaciones en el barreno o sobrecarga del sistema hidráulico, mientras que un empuje insuficiente disminuye la tasa de penetración y genera vibraciones indeseadas (Sandvik, 2019).

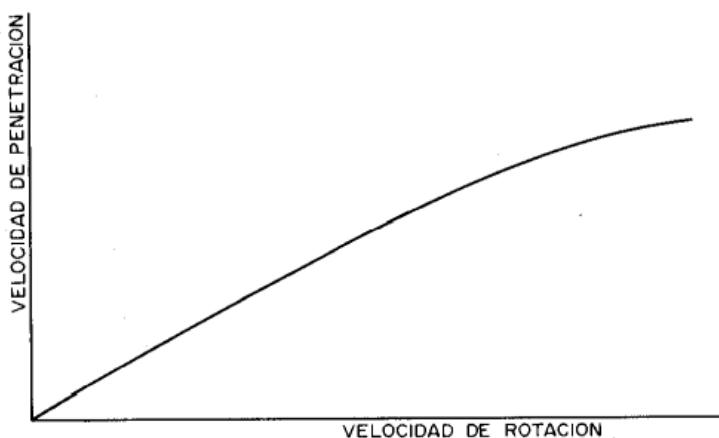
b) Velocidad de rotación (RPM).

Según Jimeno (1995), de manera general, la velocidad de rotación mantiene una relación inversa con la resistencia a la compresión del macizo rocoso. No obstante,

este parámetro también se ve influenciado por la velocidad de avance o la marcha de trabajo del equipo de perforación.

La función principal de la rotación es desplazar los elementos de corte hacia una nueva posición de impacto sobre la superficie de la roca. En este sentido, una mayor velocidad de rotación permite que los insertos actúen más rápidamente sobre el material, incrementando así la velocidad de penetración.

Figura 17 Relación entre la rotación del equipo y la velocidad de avance durante la perforación



Fuente: Elaboración propia basada en López Jimeno (*Manual de Perforación*)

A continuación, se presenta una tabla que indica los rangos de velocidad de rotación (RPM) recomendados en función del tipo de roca:

Figura 18 Velocidad de rotación (RPM) requerida según el tipo de roca

TIPO DE ROCA	VELOCIDAD DE ROTACION (r.p.m.)
Blanda	75 - 160
Media	60 - 80
Dura	35 - 70

Fuente: Adaptado del *Manual de Perforación* de López Jimeno

La velocidad de rotación mantiene una relación inversa con la dureza del macizo rocoso; es decir, a medida que la roca presenta mayor resistencia o dureza, la rotación debe disminuir, mientras que en formaciones más blandas, puede aplicarse una mayor velocidad de rotación sin riesgo de daño en la broca.

Criterios a considerar durante la aplicación del RPM

- Una velocidad de rotación elevada puede generar un mayor ritmo de penetración del barreno.
- No obstante, un RPM excesivo tiende a reducir la vida útil de los cojinetes del equipo.
- Del mismo modo, una rotación elevada puede acelerar el desgaste de la estructura de corte..

c) Caudal de aire

De acuerdo con Jimeno (1995), el caudal de aire hace referencia a la velocidad de evacuación del detrito (material fragmentado durante la perforación) mediante la inyección de aire comprimido.

Cuando la velocidad del flujo de aire es excesiva, las partículas expulsadas pueden generar un desgaste prematuro en los aceros de perforación. Por el contrario, un flujo insuficiente impide la correcta remoción del detrito, ocasionando remolienda en la broca, acumulación de partículas y, en algunos casos, bloqueo o atrapamiento de las barras.

Los factores que más influyen en la velocidad de barrido son la potencia del compresor y el tamaño del espacio anular que se forma entre el barreno y las paredes del taladro.

Respecto al compresor, es importante considerar su capacidad real de trabajo, ya que el rendimiento efectivo suele ser inferior al valor nominal debido a pérdidas y condiciones operativas.

El espacio anular se define como la diferencia entre el diámetro del barreno y el diámetro externo de la barra de perforación, lo que representa el espacio libre entre la broca y las paredes del taladro. Este espacio es fundamental para permitir la circulación y evacuación del aire comprimido junto con el material triturado.

El caudal de aire requerido para una correcta limpieza del barreno se determina mediante la siguiente relación:

$$Q_a = A_b \times V_a = \frac{D^2 - d^2}{1.27}$$

Dónde:

A_b = Área de la corona circular entre la pared del barreno (m^2).

Q_a = Caudal del aire necesario (m^3/min).

V_a = Velocidad ascensional (m/min).

D = Diámetro del barreno (m).

d = Diámetro de la barra (m).

Las velocidades ascensionales recomendadas varían según el tipo y la dureza de la roca, ya que influyen directamente en la eficiencia de la evacuación del detrito y en la durabilidad de los elementos de perforación., son las siguientes:

Figura 19 velocidades ascensionales

TIPO DE ROCA	VELOCIDAD MINIMA		VELOCIDAD MAXIMA	
	(m/min)	(pies/ min)	(m/min)	(pies/ min)
Blanda	1.200	4.000	1.800	6.000
Media	1.500	5.000	2.100	7.000
Dura	1.800	6.000	2.400	8.000

Fuente: Manual de perforación de López Jimeno

Consideraciones respecto a la velocidad de barrido:

- La velocidad del flujo ascendente debe mantenerse en un rango aproximado de 5000 a 7000 ft/min cuando se trabaja en materiales secos y de baja densidad, garantizando así una adecuada evacuación del detrito.
- En cambio, para materiales húmedos o de mayor peso específico, es recomendable que la velocidad de barrido se incremente a valores entre 7000 y 9000 ft/min, debido a que la humedad provoca la aglomeración de partículas, incrementando su tamaño y peso, lo que dificulta su desplazamiento durante la limpieza del barreno.

2.3.4.3 Costo de perforación

(Sandvik, 2019). De acuerdo con lo establecido en el Manual Técnico de Sandvik, la forma más precisa de seleccionar la broca más adecuada para una operación de perforación consiste en realizar una evaluación económica comparativa, considerando tanto la eficiencia operativa como los costos asociados.

Existen dos métodos principales para estimar el costo total de perforación, los cuales se identifican comúnmente mediante sus siglas específicas:

- PDC (Partial Drilling Cost = costo parcial de perforación)
- TDC (Total Drilling Cost = costo total de perforación).

El costo parcial de perforación (PDC) representa la relación entre el valor de adquisición de la broca y la longitud total perforada durante su vida útil.

Este indicador permite estimar la eficiencia económica de la herramienta empleada y se determina mediante la siguiente expresión:

$$PDC = \frac{\text{Precio de broca en (US\$)}}{\text{Distancia perforada en (m)}}$$

El costo total de perforación (TDC) guarda una relación directa con la velocidad de penetración (ROP) y con el costo operativo por hora del equipo de perforación.

En términos prácticos, al aumentar la velocidad de avance de la perforación, los costos unitarios tienden a disminuir, debido a una mayor eficiencia en el uso del tiempo de máquina.

El TDC se calcula aplicando la siguiente expresión:

$$TDC = \frac{B}{M} + \frac{D}{ROP}$$

Donde:

- TDC = Costo total de perforación (US\$).
- B = Costo de broca (US\$).
- M = Metros perforados (m).
- D = Costo horario de las perforadoras (US\$/hr).
- ROP = Velocidad de perforación (m/hr).

La velocidad de perforación (ROP) se obtiene al relacionar la longitud total perforada con el tiempo efectivo empleado en la operación, y puede expresarse mediante la siguiente ecuación:

$$ROP = \frac{M}{T}$$

Donde:

- ROP = Velocidad de perforación.
- M = Total de metros perforados por broca.
- T = Tiempo de perforación por broca.

2.3.5 Aceros e Implementos de Perforación

Los aceros de perforación son componentes esenciales en las operaciones mineras subterráneas, ya que constituyen la conexión directa entre la energía generada por los equipos de perforación y la roca a ser fragmentada. Estos elementos deben poseer características específicas de resistencia, tenacidad y durabilidad para soportar las condiciones extremas del entorno subterráneo.

Según (Segura, 2008) “Los aceros de perforación constituyen la sarta que transmite la energía de percusión y rotación desde el equipo de perforación hasta la broca. Estos elementos deben poseer alta resistencia al desgaste y a la fatiga, ya que trabajan bajo condiciones severas, incluyendo altas presiones de contacto, fricción constante y vibraciones.”

2.3.5.1 Accesorios de perforación

Para la perforación en minería, los accesorios son tan importantes como los equipos principales, ya que optimizan la eficiencia y precisión de las operaciones. Los accesorios más comunes incluyen:

A. Brocas

La broca es la herramienta de corte que penetra el suelo o la roca. Su diseño puede variar según el material a perforar. Las brocas de botón se usan en rocas duras, mientras que las brocas de diamante se emplean para obtener muestras en la perforación exploratoria.

Se utilizan tanto en minería subterránea como a cielo abierto. En minería exploratoria, las brocas de diamante son fundamentales para obtener muestras inalteradas de núcleos.

Su función principal es penetrar las capas de roca con el menor desgaste posible, permitiendo perforaciones eficientes y optimizando la recuperación de muestras o abriendo camino para explosivos en minería a gran escala.

Figura 20 Brocas para perforación subterránea Epiroc



Fuente: Epiroc

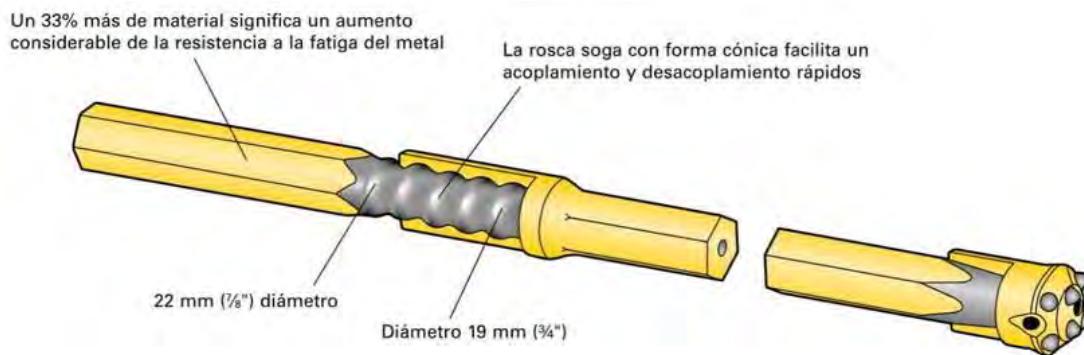
B. barras de perforación

Consiste en una serie de tubos conectados que transmiten el torque y la presión desde la máquina de perforación hasta la broca. Los tubos deben ser robustos para soportar la torsión y la compresión generada durante la perforación.

Utilizada en cualquier tipo de perforación, tanto en operaciones subterráneas como en perforaciones profundas en minas a cielo abierto. La longitud y el diámetro de la tubería dependen de la profundidad requerida y el tipo de roca.

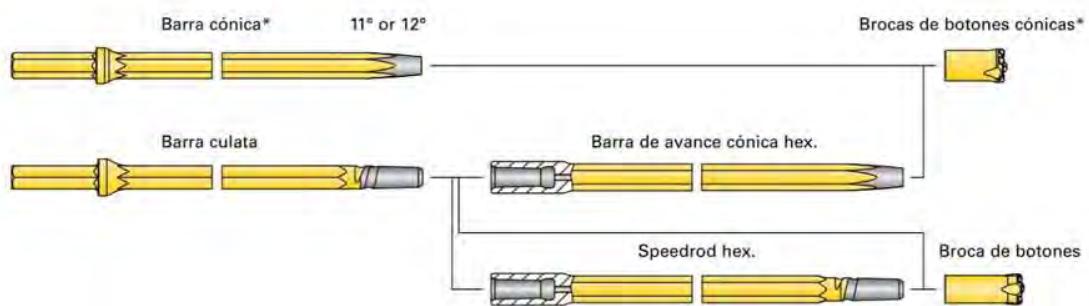
Su función principal es transportar la energía de perforación de manera eficiente y permitir que la broca corte el material rocoso sin interrupciones ni pérdidas de fuerza

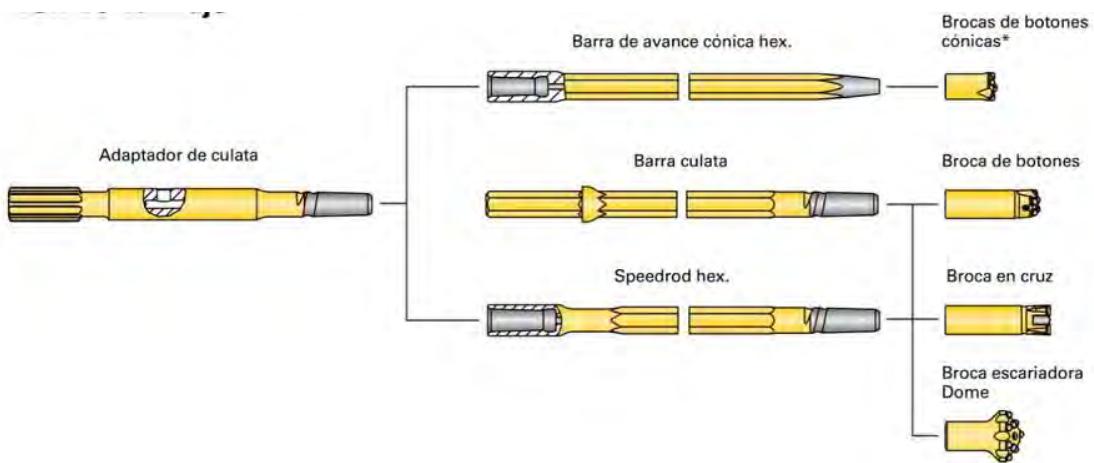
Figura 21 características e instalación de barras de perforación



Fuente: Epiroc

Figura 22 tren de varillaje





Fuente: Epiroc

Figura 23 barra de 4ft grados H22



Fuente: Guizhou Sinodrills Equipment Co., Ltd.

C. Estabilizadores

Los estabilizadores son componentes que se colocan entre la tubería de perforación y la broca para evitar la desviación del pozo. Su diseño permite que la columna de perforación se mantenga alineada con el eje de perforación.

Son esenciales en perforaciones profundas, donde la desviación del pozo puede comprometer la precisión de la operación, por ejemplo, en minería a cielo abierto o en perforaciones direccionales en minería subterránea.

Su función principal es mantener el pozo recto, evitando desviaciones que podrían provocar una perforación ineficiente o la pérdida del equipo en el interior del pozo.

D. Martillos de fondo (DTH, Down-the-Hole)

Este accesorio de perforación convierte la energía de compresión en golpes percutivos directamente en la broca, permitiendo romper rocas duras de manera más efectiva. Es altamente eficiente en terrenos rocosos duros.

Usado en perforaciones a cielo abierto y subterráneas donde se requiere perforación profunda en terrenos muy duros. Se emplea principalmente en la perforación de producción y no en perforación de exploración.

Figura 24 Introducción del martillo Secoroc COP W4 DTH



Fuente: Epiroc

E. Adaptadores y acopladores

Conectan diferentes secciones de la columna de perforación, como la broca con la tubería o diferentes partes de la tubería entre sí. Están diseñados para soportar altas tensiones y torsiones. Utilizados en todo tipo de perforaciones, desde operaciones subterráneas hasta perforaciones a cielo abierto. Son indispensables para asegurar la continuidad y la fuerza de la operación.

Figura 25 Adaptadores Para Varillas de Taladro DTH



Fuente: roschendrill

2.3.5.2 Rendimiento de aceros de perforación

Rendimiento se refiere a la eficiencia y productividad del acero durante su vida útil. Se mide en la cantidad de metros perforados por unidad de tiempo y la velocidad de penetración. Un alto rendimiento significa que la herramienta está trabajando de manera rápida y eficiente.

Según Barrios (2020), en su ponencia para EPIROC Colombia titulada “La importancia de los aceros de perforación”, el rendimiento de los aceros depende directamente de la vida útil alcanzada, la cual varía en función de la aplicación específica y las condiciones geológicas del terreno.

El autor enfatiza que todos los parámetros de perforación están interrelacionados, y que una modificación en cualquiera de ellos afecta el desempeño general del sistema, condicionando tanto la eficiencia de la herramienta como la velocidad de penetración..

El rendimiento se mide principalmente por la Tasa de Penetración (ROP - Rate of Penetration). Esta es la fórmula más directa y fundamental para evaluar la eficiencia de la perforación.

Fórmula de la Tasa de Penetración (ROP):

$$ROP = \frac{Dp}{Te}$$

ROP: Tasa de penetración (m/h o cm/min).

D P: Distancia perforada total (metros o centímetros).

T E: Tiempo efectivo de perforación (horas o minutos).

La Tasa de Penetración (ROP) no se mide individualmente para cada barra o acoplador, sino que es una medida del sistema de perforación completo. El rendimiento de las barras y los acopladores es su capacidad para transmitir la energía de percusión y rotación a la broca de manera eficiente.

Broca: Es el componente principal cuyo rendimiento se mide directamente con la fórmula del ROP, ya que es la parte que corta la roca.

Barras y Acopladores: Su rendimiento se evalúa por su eficiencia en la transmisión de energía. Un buen rendimiento en estos componentes significa que minimizan la pérdida de energía, permitiendo que la broca alcance su máximo ROP. Si hay una pérdida de energía significativa (por ejemplo, debido a acoples desgastados o barras dobladas), el ROP del sistema disminuirá.

2.3.5.3 Vida útil de aceros de perforación

Vida útil se refiere a la duración total que un acero de perforación puede ser utilizado antes de que deba ser reemplazado. Se mide en unidades como metros perforados o cantidad de perforaciones. Es una medida del tiempo o la cantidad de trabajo que la

herramienta soporta antes de quedar inservible. es dada por el fabricante y depende del material con el que ha sido elaborada.

Según López Jimeno (1995), la durabilidad de los aceros de perforación está condicionada por una amplia variedad de factores operativos y geológicos, por lo que no es posible establecer valores exactos de vida útil.

Al estimar el tiempo de servicio efectivo en una operación minera específica, es fundamental considerar aspectos como la fiabilidad del equipo y la seguridad operacional, lo que implica la sustitución preventiva de los elementos de perforación antes de que sufran fallas que puedan interrumpir el proceso productivo.

La vida útil se mide por el total de trabajo que la herramienta realiza antes de ser desechada. Para barras, brocas y acoplamientos, la métrica más común es el total de metros perforados.

Fórmula de la Vida Útil (VU):

$$VU = \sum_{i=1}^n Di$$

VU: Vida útil total de la herramienta (metros perforados).

D i: Distancia perforada en cada uso o ciclo hasta su falla o reemplazo.

n: Número total de ciclos o usos.

La fórmula de la vida útil ($VU=\sum D_i$) se aplica a cada componente de forma individual.

La clave es que la unidad de medida del trabajo realizado es específica para cada pieza.

Broca: Su vida útil se mide por los metros totales perforados hasta que el desgaste de sus botones o insertos de carburo de tungsteno la vuelve ineficiente.

Barras de Perforación: Su vida útil se mide por los metros totales perforados antes de que fallen por fatiga del material, desgaste del vástago, o daños en las roscas de los extremos.

Acopladores (Couplings): Su vida útil se mide por los metros totales perforados o la cantidad de ciclos de uso antes de que sus roscas se desgasten excesivamente, impidiendo una conexión segura y una transmisión eficiente de la energía.

El desgaste de los aceros de perforación es un fenómeno que conlleva la reducción progresiva de su vida útil, influido principalmente por la configuración de la herramienta, las propiedades del macizo rocoso y las condiciones de esfuerzo aplicadas durante la operación.

Este proceso de deterioro resulta de la interacción simultánea de diversos factores, entre los que destacan:

- ✓ Composición mineralógica de la roca, incluyendo su dureza, tamaño de grano y tipo de matriz.
- ✓ Propiedades mecánicas del macizo, tales como resistencia, dureza y grado de abrasividad.
- ✓ Profundidad del barreno y velocidad de penetración o corte aplicada.
- ✓ Impactos irregulares sobre la herramienta, comunes en zonas fracturadas o con variaciones geológicas, e incluso perforaciones realizadas “al vacío”.
- ✓ Modo de perforación empleado, ya sea por percusión, rotación o una combinación de ambos.
- ✓ Uso y eficiencia del sistema de refrigeración o enfriamiento, que reduce el efecto térmico entre la broca y la roca.

- ✓ Capacidad del sistema de limpieza y evacuación del detrito, que evita la acumulación de partículas abrasivas.
- ✓ Calidad metalúrgica del acero, considerando su dureza, tenacidad y resistencia al impacto.

CAPITULO III

METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN

3.1 Tipo y alcance de la investigación

3.1.1 *Tipo de investigación*

La investigación es de tipo explicativo y cuantitativo ya que explica las causas que originan el desgaste prematuro de los aceros de perforación y se recopila los datos de campo.

3.1.2 *Alcance o nivel de la investigación*

El enfoque metodológico de esta investigación corresponde a un estudio de carácter **descriptivo y correlacional.**

Es descriptiva porque se identifican y caracterizan las propiedades geomecánicas del macizo rocoso en la veta Caridad, así como las condiciones operativas que afectan el desgaste de los aceros de perforación en minería subterránea.

Se considera correlacional debido a que tiene como finalidad identificar y analizar la relación que existe entre las propiedades geomecánicas —como la dureza, abrasividad, RMR y RQD— y la durabilidad de los aceros de perforación utilizados en las labores de la Unidad Minera Huancapetí..

Este enfoque permite analizar cómo los factores geológicos y estructurales del macizo influyen en el comportamiento de desgaste, con el fin de mejorar la selección de herramientas y optimizar el rendimiento del proceso de perforación.

3.1.3 Enfoque de Investigación

Se ha considerado el enfoque cuantitativo para esta investigación, debido a que se busca medir, comparar y analizar datos numéricos relacionados con las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y el desgaste de los aceros de perforación en la veta Caridad de la Unidad Minera Huancapetí.

3.2 Población y muestra

3.2.1 Población

La población de estudio estuvo constituida por el total de equipos y herramientas utilizadas en las labores de perforación de la veta Caridad, ubicada en la Unidad Minera Huancapetí de la Compañía Minera Lincuna..

Incluye tanto los aceros de perforación (brocas, barras, acopladores y rimadoras) utilizados en las labores de preparación y producción subterránea, como las zonas de laboreo en las que se desarrollaron las operaciones de perforación.

Asimismo, se consideraron las condiciones geomecánicas del macizo rocoso (RMR, RQD, UCS y grado de fracturamiento) y las variables operativas asociadas (velocidad de perforación, frecuencia de reemplazo y vida útil de los aceros).

En conjunto, la población representó el universo de herramientas y frentes de trabajo donde se registraron los procesos de perforación durante el periodo de estudio.

3.2.2 Muestra

La muestra se seleccionó mediante un muestreo intencional no probabilístico, considerando las dos zonas representativas del macizo rocoso de la veta Caridad:

- Zona A: Sector con rocas competentes, de alta dureza y bajo fracturamiento.
- Zona B: Sector con rocas de menor competencia, alta fracturación y mayor abrasividad.

En cada zona se evaluaron los aceros de perforación empleados durante un periodo de cuatro meses consecutivos (febrero a mayo de 2024), registrando su rendimiento, desgaste y condiciones geomecánicas asociadas.

La muestra estuvo compuesta por:

- Equipos de perforación: 2 jumbos electrohidráulicos (modelos DD-210 y DL-230).
- Tipos de barras: T45 MF (14 pies) y R32 MF (12 pies).
- Brocas:
 - Botón esférico de 45 mm (7 botones, compatible con aceros R32).
 - Botón esférico de 64 mm.
 - Brocas rimadoras de 4" (102 mm).
- Acopladores: Tipo T45-T45 full-bridge (8 $\frac{1}{4}$ "').
- Registros de campo:
 - Reportes de avance, reemplazo y rendimiento de aceros.
 - Clasificación geomecánica (RMR, RQD, UCS) por zona perforada.

En total, se analizaron 60 unidades de acero de perforación (30 por cada zona geomecánica) con el fin de establecer la correlación entre las características del macizo rocoso y el desgaste observado en las herramientas.

3.2.3 *Muestreo*

Se aplicó un muestreo no probabilístico de tipo intencional o por conveniencia, dado que la información fue recolectada directamente en las áreas de operación activa, donde se contaba con datos verificables y registros de desgaste confiables..

3.3 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.3.1 *Técnicas de Recolección de Datos*

Teniendo en cuenta que las técnicas de recolección de datos constituyen el conjunto de procedimientos y normas que permiten al investigador interactuar directamente con el objeto de estudio, en la presente investigación se aplicarán las siguientes técnicas::

- los datos hechos en el campo (reporte de operadores de acuerdo al tipo de roca)
- observaciones y mediciones
- reportes de tesis bibliográficas

3.3.2 *Instrumentos de Recolección de Datos*

Para la técnica de observación se han empleado instrumentos como:

- Formatos de control y registro de avance por guardia.
- Reportes diarios de operaciones correspondientes a los turnos de día y noche.
- Libretas de campo, fichas bibliográficas y fichas de resumen.
- Registros de avance operativo.
- Informes técnicos de equipos en operación.
- Listas de verificación (check list) de condiciones y funcionamiento de equipos.
- Reportes de resultados de voladura.

3.3.3 *Recursos para procesamiento de Datos*

Para el procesamiento de los datos, se aplicará un análisis basado en la estadística descriptiva, utilizando los siguientes recursos:

- Representaciones gráficas y cálculo de promedios generales a partir de los datos recolectados.
- Elaboración de cuadros comparativos que permitan contrastar los resultados obtenidos.
- Procesamiento y organización de la información mediante el uso del software Microsoft Excel.

CAPITULO IV

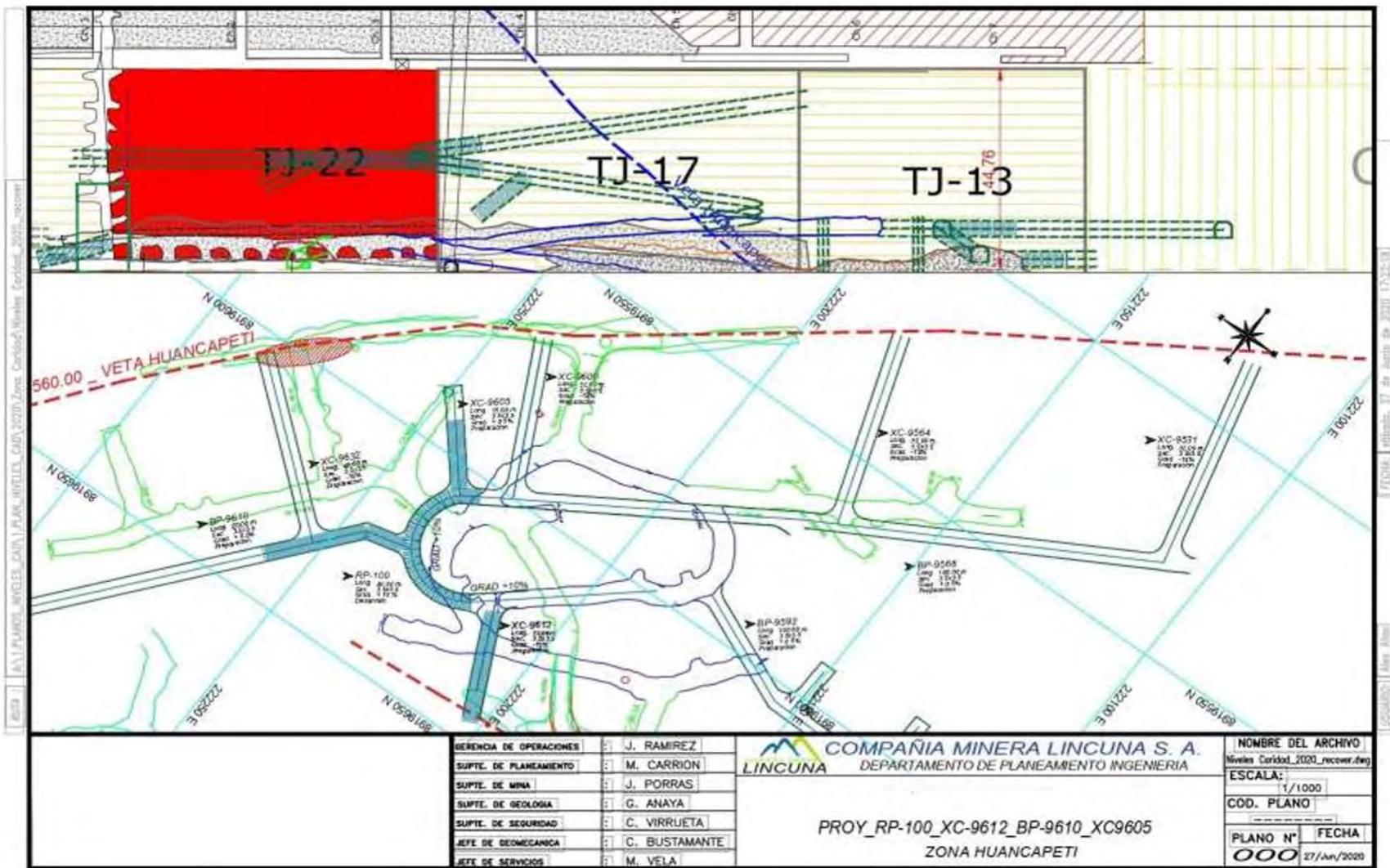
EJECUCIÓN DE LA INVESTIGACIÓN Y FACTORES OPERATIVOS RELACIONADOS AL DESGASTE DE ACEROS DE PERFORACIÓN

4.1 Características técnicas de la operación minera en la veta Caridad

4.1.1 Perfil operacional

La siguiente figura presenta el perfil operacional de la mina Huancapetí, donde se identifican claramente los accesos, así como las zonas de preparación y producción. El cuerpo mineralizado evidencia la geometría y distribución del yacimiento, mostrando sectores con mayores dimensiones (zonas amplias) y otros con secciones más restringidas (zonas estrechas), lo cual influye directamente en la selección de equipos y métodos de explotación aplicados en cada sector.

Figura 26 Plano operacional de la veta caridad (Huancapeti)



Fuente: Datos tomados del Departamento de Planeamiento de la unidad minera Huancapetí.

4.1.2 *método de explotación*

a) Sistema de minado: Semi mecanizado

En la veta Caridad se emplea un sistema de minado semi mecanizado, el cual combina el uso de equipos mecanizados (como jumbos electrohidráulicos – DD210 electro-hydraulic development drill rig – DL230 electro-hydraulic production drilling, scooptrams y winches) con labores manuales realizadas por el personal. Este sistema es adecuado para vetas de potencia media, donde el uso de un minado totalmente mecanizado no es viable por las dimensiones de la labor.

Las operaciones de perforación, voladura y limpieza de mineral se ejecutan con equipos mecanizados, mientras que el sostenimiento y el relleno suelen requerir mayor intervención manual. Este enfoque posibilita una mayor eficiencia en la productividad, a la vez que disminuye los costos de inversión en relación con un sistema completamente mecanizado.

b) Método de minado: Corte y Relleno Ascendente (Cut and Fill)

El método de explotación aplicado corresponde al sistema de Corte y Relleno Ascendente, uno de los más comunes en yacimientos vetiformes de alta pendiente y buzamiento pronunciado, como es el caso de la veta Caridad.

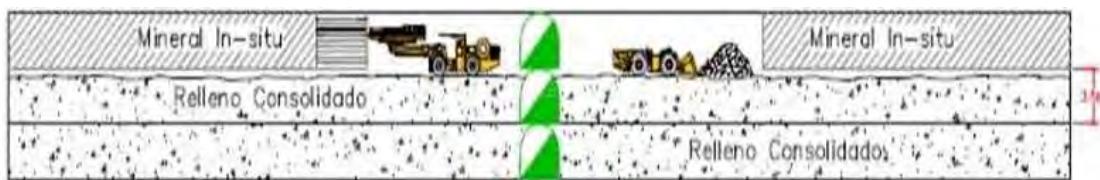
Este método consiste en explotar el mineral en tajos horizontales (o ligeramente inclinados) que se desarrollan de abajo hacia arriba. Una vez extraído el mineral de un corte, el vacío generado se rellena con material detrítico (rocas o desmontes que se colocan mecánicamente en el tajo).

El relleno cumple dos funciones principales:

- **Sostenimiento del macizo rocoso**, evitando colapsos y garantizando la seguridad de los trabajadores.
- **Plataforma de trabajo** para continuar con la perforación y voladura del siguiente corte ascendente.

El método de corte y relleno resulta particularmente adecuado para yacimientos con vetas estrechas o de configuración irregular, debido a que posibilita una extracción altamente selectiva del mineral, reduciendo al mínimo la dilución del material estéril.

Figura 27 Corte y Relleno Ascendente con equipos jumbo y scooptram



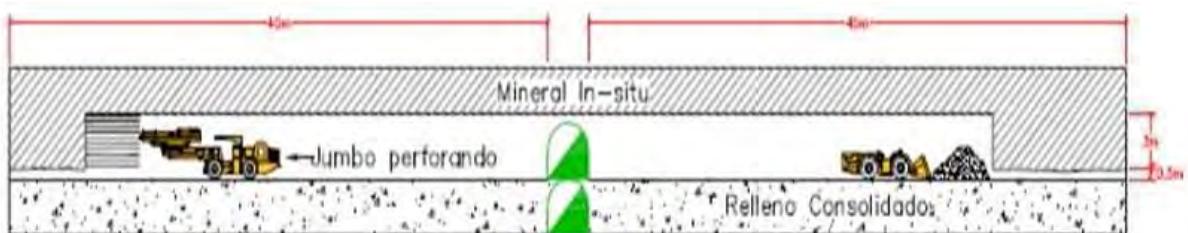
Fuente: Universidad Nacional de Colombia – “Diseño geotécnico de pilares en minas subterráneas de vetas auríferas en casos de estudio de Colombia”

c) Variantes de perforación: Breasting

Dentro de este método se utiliza la técnica de perforación conocida como breasting, que consiste en la ejecución de taladros en abanico dirigidos hacia el frente de mineral, generalmente con equipos de perforación manual o neumáticos ligeros.

Esta variante se aplica en tajos de sección reducida y facilita el arranque controlado del mineral, adaptándose a las condiciones de la veta. La perforación tipo breasting es eficiente en vetas con inclinación fuerte, ya que permite un adecuado avance y una mejor fragmentación del mineral al momento de la voladura.

Figura 28 Corte y Relleno Ascendente con variante breasting



Fuente: Universidad Nacional de Colombia – “Diseño geotécnico de pilares en minas subterráneas de vetas auríferas en casos de estudio de Colombia”

En conjunto, el sistema semi mecanizado con método de corte y relleno ascendente y perforación en breasting resulta apropiado para la veta Caridad, ya que responde a sus características geológicas (potencia, buzamiento y continuidad), asegurando un aprovechamiento selectivo del mineral y garantizando la seguridad operativa.

4.1.3 Horarios, producción y turnos

- a) Guardias de trabajo: 2 por día
- b) Turno A (Día): 6:00 a.m. a 5:45 p.m.
- c) Turno|B (Noche): 6:00 p.m. a 5:45 a.m.
- d) Personal por guardia: 192 trabajadores
- e) Producción promedio diaria: 450 TMS
- f) Producción mensual estimada: 13,500 TMS

4.1.4 Reporte geomecánico

El análisis geomecánico se realizó en gabinete sobre la base de información brindadas por la compañía y recolectada en campo, incluyendo: mapeo geológico estructural, registros de perforación diamantina, ensayos geomecánicos in-situ, y documentación técnica histórica de la veta Caridad proporcionada por el área de producción de la Unidad Minera Huancapetí.

4.1.4.1 caracterización geomecánica

a) Aspectos litológicos

Los estudios geomecánicos de campo realizados en la zona Caridad permitieron identificar dominios lito-estructurales que muestran, a nivel local, la presencia de una litología predominante compuesta por secuencias intercaladas de flujos de lava, tufos, brechas y piroclastos. Dichas unidades presentan una composición principalmente andesítica, y en determinados sectores, una composición dacítica asociada al Grupo Calipuy.

b) Distribución de discontinuidades.

Con el propósito de identificar las características de distribución de las discontinuidades estructurales (diaclasas), se realizó una evaluación detallada de las mismas tanto su tipología como su orientación (rumbo y buzamiento). Los datos obtenidos fueron sometidos a un procesamiento estadístico mediante proyección estereográfica equiangular, empleando el software DIPS versión 5.103, desarrollado por Rocscience Inc. (2004).

Los resultados derivados del análisis estereográfico de las discontinuidades estructurales (diaclasas) correspondientes a las zonas Hércules, Coturcán y Caridad se presentan en la tabla siguiente. En dicha tabla se aprecia la disposición espacial promedio de los principales sistemas de diaclasas identificados en cada uno de los dominios litoestructurales: caja techo, estructura mineralizada y caja piso..

Figura 29 Principales sistemas de diaclasas según su dirección y buzamiento

ZONA	DOMINIO ESTRUCTURAL	SISTEMA DE DISCONTINUIDAD ESTRUCTURAL*		
		Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3
HERCULES	Caja techo	091/33	268/74	149/80
	Estructura mineralizada	092/33	260/65	346/79
	Caja piso	095/30	060/80	344/86
COTURCAN	Caja techo	085/24	266/81	188/79
	Estructura mineralizada	096/31	360/81	088/87
	Caja piso	119/30	314/60	034/81
CARIDAD	Caja techo	190/70	325/72	082/56
	Estructura mineralizada	135/75	334/69	214/71
	Caja piso	139/73	299/77	180/63

Nota: *El sistema de discontinuidad estructural se denota como "Dirección de Buzamiento / Buzamiento"

Fuente: Información proporcionada por el Departamento de Geomecánica UM Huancapetí

En la tabla que se presenta a continuación se muestran los resultados promedio parciales de la distribución de las fallas identificadas en cada uno de los dominios litoestructurales considerados en el estudio.

Figura 30 Principales sistemas de fallas identificados

ZONA	SISTEMA DE DISCONTINUIDAD ESTRUCTURAL*	
	F1	F2
HERCULES	165/77	341/79
COTURCAN	150/81	338/67
CARIDAD	135/75-60	346/63

Nota: *El sistema de discontinuidad estructural se denota como "Dirección de Buzamiento / Buzamiento".

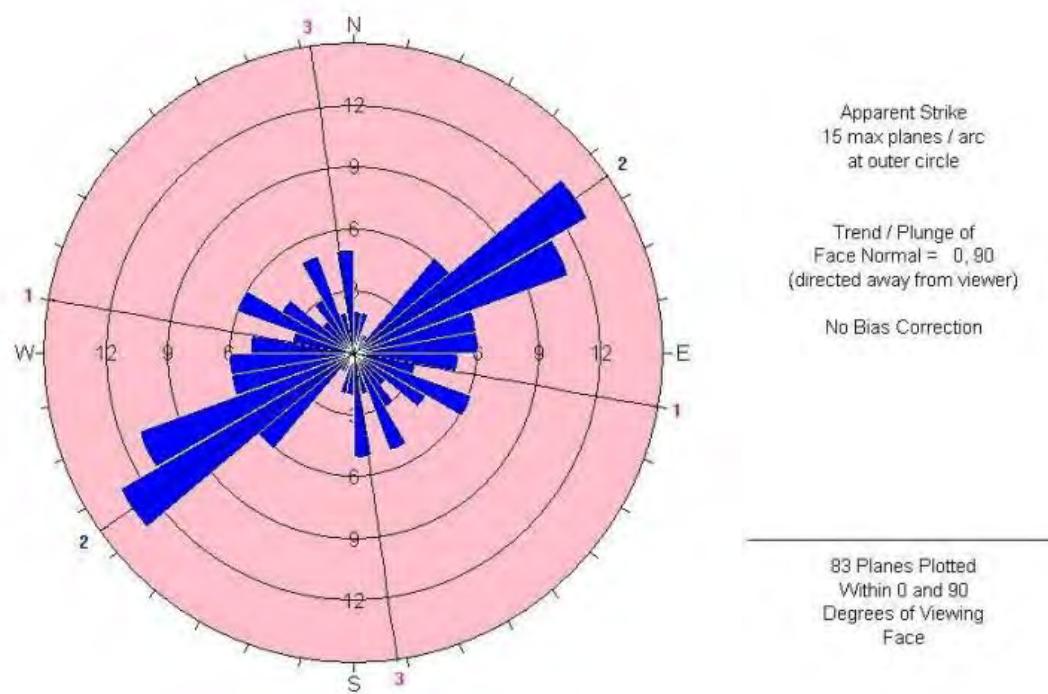
Fuente: Información proveniente del Departamento de Geomecánica UM Huancapetí

En la figura precedente se identificaron tres zonas principales —Hércules, Coturcán y Caridad— en las cuales se definieron dominios lito-estructurales basados en interpretaciones parciales de la estructura mineralizada, clasificados como caja piso, estructura mineralizada y caja techo.

Cada uno de estos dominios presenta un patrón estructural característico, descrito en el estudio mediante sistemas 1, 2 y 3, jerarquizados de acuerdo con su grado de influencia y relevancia en la estabilidad controlada por estructuras.

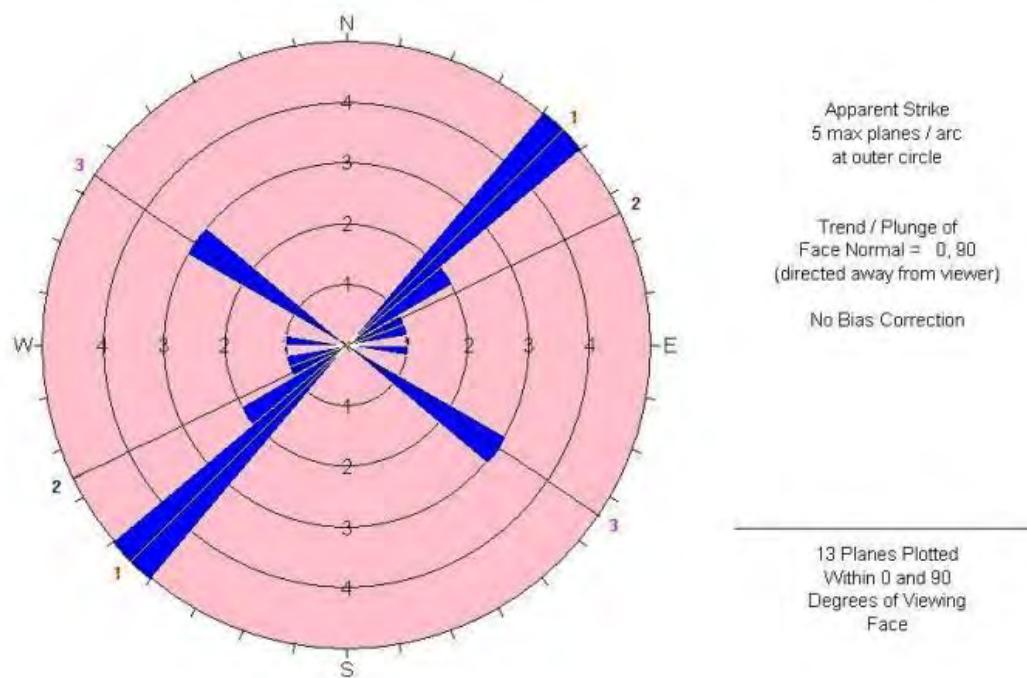
Del mismo modo, se incluyen los diagramas de rosetas que representan las diaclasas y fallas correspondientes a los dominios litoestructurales establecidos específicamente para la zona Caridad. Estos diagramas ilustran la orientación y la distribución de las discontinuidades estructurales dentro de cada dominio analizado: caja techo, estructura mineralizada y caja piso.

Figura 31 Diagrama de rosetas correspondiente a la caja techo de la zona Caridad.



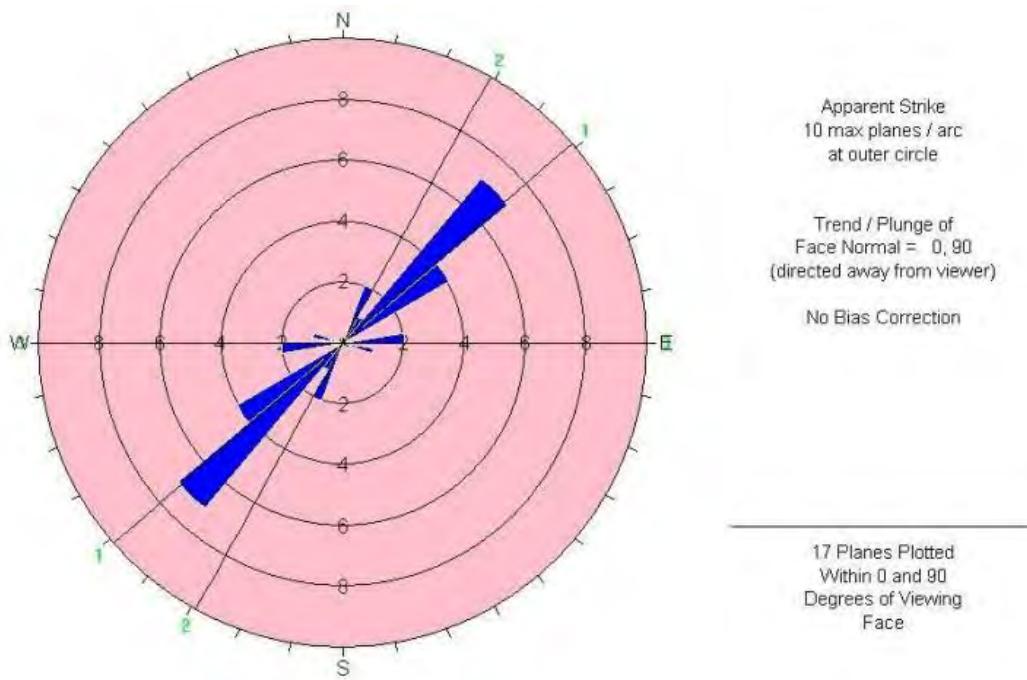
Fuente: Departamento de Geomecánica UM Huancapetí

Figura 32 Diagrama de rosetas correspondiente a la estructura mineralizada de la zona Caridad.



Fuente: Información proporcionada por el Departamento de Geomecánica

Figura 33 Diagrama de rosetas del dominio de caja piso en la zona Caridad



Fuente: Datos obtenidos del Departamento de Geomecánica

De manera análoga al análisis estereográfico aplicado a las diaclasas, se efectuó el procesamiento, evaluación e interpretación de las fallas identificadas y registradas

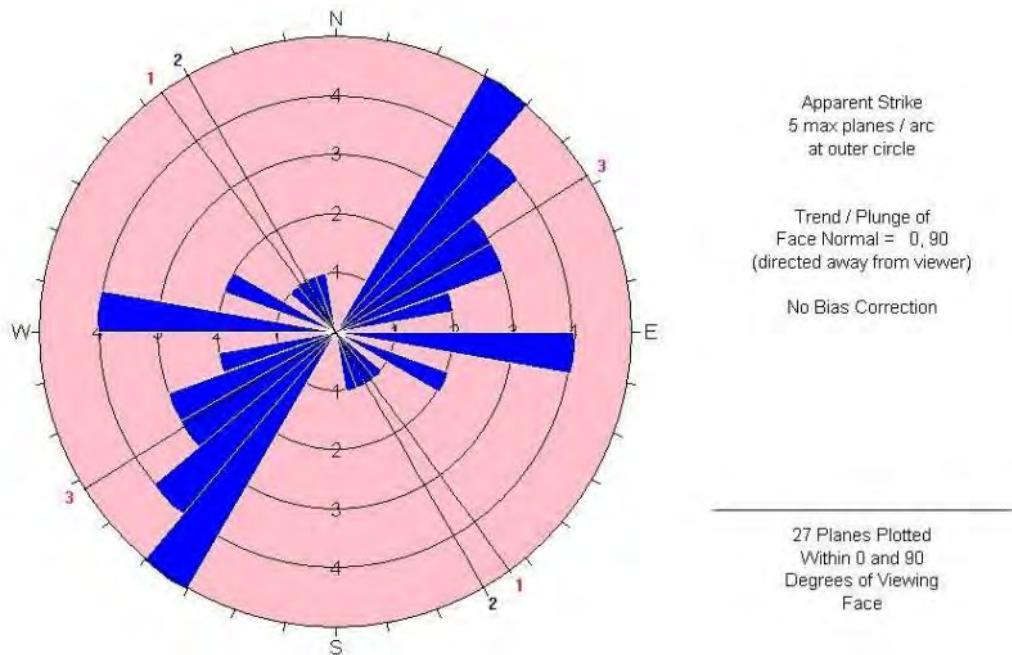
durante los trabajos de campo. Este procedimiento tuvo como objetivo definir los principales sistemas de fallas y, con base en ellos, inferir de forma conceptual la orientación de los esfuerzos, considerando el criterio de las fallas con desplazamiento observable.

c) Fallas

En la zona Caridad, las fallas generan un nivel de afectación moderado en el macizo rocoso, lo que refleja una condición relativamente favorable en cuanto a estabilidad estructural. En este sector, la roca muestra un menor grado de fracturamiento y una estructura más compacta y consolidada. La alteración hidrotermal hacia las cajas es limitada, excepto en la zona de contacto entre la falla y la caja piso, donde se identifica un halo de alteración que varía aproximadamente entre 0.5 y 5.0 metros. Por el contrario, en el contacto entre la estructura mineralizada y la caja techo, el efecto de alteración es más reducido, con un alcance menor a 1.0 metro, particularmente en la parte superior que comprende los tajos 42 al 50.

No obstante, en los niveles más profundos —particularmente en la Galería 450N-S— se evidencia una alteración más intensa, atribuida a los procesos de meteorización vinculados al tiempo de exposición de las labores subterráneas.

Figura 34 Diagrama de rosetas – Fallas Caridad.



Fuente: Elaboración propia a partir de información proporcionada por el **Departamento de Geomecánica**

4.1.4.2 Clasificación de la masa rocosa

El proceso de clasificación geomecánica de la masa rocosa en la presente investigación se fundamentó en el análisis e interpretación de la información obtenida durante la fase de estudios geomecánicos de campo. Para ello, se aplicó el sistema de clasificación RMR89 de Bieniawski, en su versión modificada por Romana (2000), el cual ofrece una evaluación más detallada y representativa de las condiciones reales del macizo rocoso.

La resistencia a la compresión uniaxial (UCS) se estimó mediante el uso combinado del martillo de rebote y la picota geológica, mientras que el índice de calidad de la roca (RQD) se calculó a partir del registro volumétrico de discontinuidades, siguiendo la relación propuesta por Palmström. De manera complementaria, se realizaron evaluaciones del coeficiente de rugosidad de las juntas y de la resistencia a la compresión uniaxial de las paredes de las discontinuidades, con el propósito de obtener

parámetros adicionales que contribuyan al análisis de estabilidad estructuralmente controlada.

El criterio adoptado permitió clasificar la masa rocosa dentro de intervalos más precisos, minimizando el riesgo de sobreestimación o subestimación de su calidad. De esta forma, se optimiza el diseño del sostenimiento, garantizando mayor seguridad, eficiencia y continuidad operativa en las labores mineras.

Figura 35 Esquema del sistema RMR89 para la clasificación del macizo rocoso, adaptado de Bieniawski y modificado por Romana (2000)

TIPO DE ROCA	RANGO DE VALORACIÓN "RMR"	CLASIFICACIÓN "RMR" DE LA MASA ROCOSA
I-A	91-100	Muy Buena A
I-B	81-90	Muy Buena B
II-A	71-80	Buena A
II-B	61-70	Buena B
III-A	51-60	Regular A
III-B	41-50	Regular B
IV-A	31-40	Mala A
IV-B	21-30	Mala B
V	< 21	Muy Mala

Nota: Clasificación "RMR", modificada según Romana, 2000.

Fuente: Departamento de Geomecánica

Figura 36 clasificación modificada de bieniawski en subclases y comparación con la original (Romana 2000)

RMR	MODIFICADO		BIENIAWSKI ORIGINAL	
	CLASE	DENOMINACIÓN	DENOMINACIÓN	CLASE
100	Ia	EXCELENTE	MUY BUENA	I
90	Ib	MUY BUENA		
80	II a	BUENA A MUY BUENA		II
70	II b	BUENA A MEDIA		
60	III a	MEDIA A BUENA		III
50	III b	MEDIA A MALA		
40	IV a	MALAS A MEDIA	MALA	IV
30	IV b	MALAS A MUY MALA		
20	V a	MUY MALA	MUY MALA	V
10	V b	PÉSIMA		

Fuente: ROMANA, M. (2000). "Manual de Clasificaciones Geomecánicas"

En la tabla siguiente se muestra el resumen de la clasificación geomecánica correspondiente a las masas rocosas que integran los diferentes dominios geomecánicos evaluados. Para ello, se aplicó el sistema de clasificación RMR89 de Bieniawski, con la modificación propuesta por Romana (2000), lo que permitió obtener una caracterización más precisa del comportamiento del macizo rocoso en las zonas de estudio..

Figura 37 clasificación geomecánica empírica de dominios lito-estructurales dentro de la veta cariada

MINA	CALIDAD DE LA MASA		DESCRIPCIÓN DE LA CONDICIÓN LITO-ESTRUCTURAL DE LA MASA ROCOSA	CALIDAD DE MASA ROCOSA		
	LITOLOGÍA	DOMINIO		RMR	GSI	CLASIFICACIÓN
HERCULES	Lavas-tufos volcánicos	Techo 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, con texturas afaníticas a porfiríticas, de coloraciones verdosas a grisáceas, moderadamente fracturadas, con marcadas alteraciones hacia el contacto con la "falla caja techo" de la estructura mineralizada. El dominio se muestra muy fracturado en sectores puntuales hacia el contacto caja techo de la estructura mineralizada.	65	67	Buena A
		Techo 2		65	60	Buena B
		Techo 3		45	40	Regular B
	Brecha mineralizada	Estructura 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica reemplazados por flujos mineralizantes constituidos de "sulfuros primarios, sulfuros secundarios, óxidos, carbonatos y cuarzo". Es de suponer que el emplazamiento la mineralización tuvo varios eventos como se puede apreciar en el ensamblaje mineralógico variado y las alteraciones que son mas intenses hacia el contacto con las rocas de las cajas piso y techo (principalmente al piso de la veta hércules). El alcance la alteración disminuye conforme se dista de los contactos con las fallas "piso y techo" de la estructura mineralizada.	65	60	Buena B
		Estructura 2		55	50	Regular A
		Estructura 3		50	45	Regular B
		Estructura 4		35	30	Mala A
		Estructura 5		20	15	Muy Mala
	Lavas-tufos volcánicos	Piso 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, con texturas afaníticas a porfiríticas, de coloraciones verdosas a grisáceas, moderadamente fracturadas, con marcadas alteraciones hacia el contacto "falla caja piso" de la estructura mineralizada. Estas alteraciones disminuyen conforme distan del contacto falla hacia las cajas.	70	65	Buena B
		Piso 2		60	55	Regular A
		Piso 3		40	35	Mala A
	Falla	Falla piso	Dominio lito-estructural se expone completamente alterado mineralógica y estructuralmente. Se emplaza en el contacto "falla caja piso-estructura mineralizada" y se presenta a lo largo del contacto piso con la estructura mineralizada en toda su extensión.	10	5	Muy Mala
COTURCAN	Lavas-tufos Volcánicos	Techo 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, intercalados en menor proporción con niveles piroclásticos andesíticos y dacíticos bien consolidados. Los niveles piroclásticos en este sector presentan una matriz de coloración violácea-grisácea, con clastos angulosos a subredondeados de texturas porfiríticas, además de clastos angulosos de tobas. Hacia el "contacto falla-caja techo de la estructura mineralizada" disminuye la calidad de masa rocosa e incrementa el grado de fracturamiento.	80	75	Buena A
		Techo 2		65	60	Buena B
		Techo 3		50	45	Regular B
	Brecha mineralizada	Estructura 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica reemplazados por flujos mineralizantes constituidos por "sulfuros primarios, sulfuros secundarios, óxidos, carbonatos y cuarzo". Es de suponer que el emplazamiento la mineralización tuvo varios eventos por el ensamblaje mineralógico variado y las alteraciones fuertes hacia el contacto con las rocas de las cajas piso y techo de la estructura Coturcan. El alcance la alteración disminuye conforme se dista del contacto "falla techo y piso de la estructura mineralizada".	75	70	Buena A
		Estructura 2		60	55	Regular A
		Estructura 3		50	45	Regular B
		Estructura 4		40	35	Mala A
	Lavas-tufos volcánicos	Piso 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, con texturas afaníticas a porfiríticas, de coloraciones verdosas a grisáceas, moderadamente fracturadas, con marcadas alteraciones hacia el contacto "falla piso" de la estructura mineralizada. El grado de fracturamiento de la masa rocosa incrementa hacia el contacto falla piso de la estructura mineralizada.	70	65	Buena B
		Piso 2		60	55	Regular A
		Piso 3		50	45	Regular B
	Falla	Falla	Dominio lito-estructural caracterizado por presentar un relleno suave de espesor variable hasta los 0.3 metros, la presencia de este dominio altera moderadamente la masa rocosa hacia el contacto con la estructura mineralizada y se expone en toda la extensión de la estructura mineralizada.	15	10	Muy Mala
CARIDAD	Lavas-tufos volcánicos	Techo 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, intercalados en menor proporción con niveles piroclásticos "andesíticos y dacíticos" bien consolidados. Los niveles piroclásticos en este sector presentan una matriz de coloración violácea a grisácea, con clastos angulosos a subredondeados de texturas porfiríticas, además de clastos angulosos de tobas. Se expone en toda la extensión del contacto "falla-caja techo de la estructura mineralizada" disminuyendo la calidad de masa rocosa e incrementando el grado de fracturamiento.	80	75	Buena A
		Techo 2		65	60	Buena B
		Techo 3		55	50	Regular A
	Brecha mineralizada	Estructura 1	Dominio lito-estructural caracterizado por el emplazamiento de flujos mineralizantes constituidos por "sulfuros primarios, sulfuros secundarios, óxidos, carbonatos y cuarzo". Con marcada presencia de alteraciones en su estructura mineralizada, visiblemente asociado a procesos hidrotermales especialmente hacia el contacto "falla" con las rocas de la caja piso, donde también se incrementa el grado de fracturamiento.	—	70	Buena A
		Estructura 2		65	60	Buena B
		Estructura 3		50	45	Regular B
		Estructura 4		40	35	Mala A
	Lavas-tufos volcánicos	Piso 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, intercalados en menor proporción con niveles piroclásticos andesíticos y dacíticos bien consolidados. Los niveles piroclásticos en este sector presentan una matriz de coloración violácea-grisácea, con clastos angulosos a subredondeados andesíticos de texturas porfiríticas, además de clastos angulosos de tobas.	70	65	Buena B
		Piso 2		60	55	Regular A
		Piso 3		45	40	Regular B
	Falla	Falla	Dominio lito-estructural caracterizado por presentar un relleno suave de espesor variable hasta los 0.3 metros, la presencia de este dominio altera moderadamente la masa rocosa hacia el contacto con la estructura mineralizada y se expone en toda la extensión de la estructura mineralizada.	10	5	Muy Mala

Nota: ** Estimaciones realizadas según criterios empíricos como resultados de apreciaciones cualitativas durante los trabajos de mapeo geomecánico.

Fuente: Departamento de Geomecánica

La clasificación geomecánica del macizo rocoso se realizó utilizando el sistema RMR89 desarrollado por Bieniawski y ajustado posteriormente por Romana (2000), aplicado a los distintos dominios geomecánicos identificados, tal como se aprecia en la figura

anterior, permite establecer —de manera resumida— las siguientes definiciones y características para cada uno de ellos:

Zona caridad.

La caja techo (RMR: 80-55)

Está conformada por flujos de lava intercalados con niveles piroclásticos andesíticos, de textura porfirítica y tonalidades que varían entre violáceas y grisáceas. Este material se distingue por su grado de fracturamiento moderado (RQD: 50–75), aunque en sectores próximos al contacto con la falla se observa un aumento del fracturamiento, alcanzando valores de RQD entre 40 y 50.

La resistencia a la compresión simple fluctúa entre 60 y 115 MPa. Las discontinuidades presentan espaciamientos que oscilan entre 0.6 y 0.2 m, reduciéndose localmente hasta 0.2–0.06 m, con persistencias que pueden superar los 20 m, o situarse entre 10 y 3 m en zonas puntuales.

Las aperturas de las diaclasas varían entre 1.0 y 0.1 mm, pudiendo ser menores o cerradas. Las superficies son rugosas a ligeramente rugosas, con tendencia a suavizarse hacia las zonas de falla; se encuentran limpias o con rellenos duros (cuarzo, sulfuros) y rellenos blandos (óxidos, carbonatos).

Las paredes de las discontinuidades se mantienen sanas a ligeramente alteradas, y las condiciones superficiales varían de secas a parcialmente húmedas, con presencia de goteo localizado. Finalmente, la falla en la caja techo muestra una apertura superior a 5 mm, con rellenos blandos y húmedos de espesor mayor a 5 mm, superficies ligeramente lisas y baja resistencia al corte.

La estructura mineralizada (RMR: 75-40)

está compuesta por sulfuros primarios y secundarios, óxidos, carbonatos y cuarzo en matriz volcánica. Se tipifica como fracturada (RQD: 50-75) y en sectores muy fracturada (RQD: 40-50). La resistencia a la compresión simple se encuentra entre 150 y 40 MPa. Las discontinuidades muestran espaciamientos de 0.2-0.6 m y, en menor medida, de 0.06-0.20 m; con persistencias de 10-20 m, 3-10 m y ocasionalmente 1-3 m. Las aperturas oscilan entre más de 5 mm, 1-5 mm, 0.1-1.0 mm y menores de 1.0 mm. Las superficies varían desde muy rugosas a ligeramente rugosas, y suelen rellenarse con cuarzo, sílice y sulfuros primarios. Presentan alteración ligera a marcada, condiciones superficiales húmedas y en algunos sectores goteo leve, relacionado probablemente con infiltración de aguas superficiales.

La caja piso (RMR: 70-45)

Está compuesta por flujos de lava intercalados con niveles piroclásticos andesíticos, de textura porfirítica, buena consolidación y colores que varían entre tonos violáceos y grisáceos. Desde el punto de vista estructural, se trata de un material fracturado (RQD: 50-75), aunque en las zonas cercanas al contacto falla-caja piso el grado de fracturamiento aumenta, alcanzando valores de RQD entre 35 y 45.

La resistencia a la compresión simple oscila entre 115 y 40 MPa, reduciéndose hasta 25-30 MPa en el contacto con la falla. Las discontinuidades presentan espaciamientos de 0.6-0.2 m, que en algunos casos disminuyen hasta 0.2-0.06 m, y persistencias que varían desde más de 20 m hasta 1-3 m, según el sector.

Las aperturas se sitúan generalmente entre 1.0 y 0.1 mm, llegando incluso a ser menores o cerradas. Las superficies son rugosas a ligeramente rugosas, y los rellenos son en su mayoría escasos, aunque pueden observarse materiales blandos (óxidos, carbonatos)

con espesores inferiores a 5 mm. Las paredes de las discontinuidades se mantienen sanas a ligeramente alteradas, aumentando el grado de alteración hacia el contacto con la falla.

En superficie, se evidencian condiciones secas a húmedas, con goteo puntual asociado a infiltraciones de agua de lluvia. La falla de la caja piso presenta aperturas mayores a 5 mm y, en ciertos sectores, hasta 1.50 m, llenas con material brechoide intercalado con óxidos, cuarzo, carbonatos y zonas silicificadas, mostrando una alteración moderada. En general, se presenta húmeda y con goteo localizado.

Desde el punto de vista geomecánico, este dominio se considera el más complejo y desfavorable dentro de la zona de estudio.

Para efectos del estudio, se organizó la información por zonas geomecánicas (A y B), evaluando los parámetros más representativos que influyen directamente en el desgaste de los aceros de perforación, tales como:

- a) RQD (Rock Quality Designation)
 - b) RMR (Rock Mass Rating)
 - c) Resistencia a la compresión uniaxial (UCS)
 - d) Tipo litológico dominante (andesita, dacita, riolita)
 - e) Grado de fracturamiento y orientación de las discontinuidades
- Presencia de alteraciones hidrotermales (argilización, silicificación)

4.1.5 Zonificación y geometría operacional

Según la clasificación RMR89 de Bieniawski, modificada por Romana (2000), en la zona Caridad se identifican distintos dominios geomecánicos (techo, estructura mineralizada y piso), cuyos valores en el informe original se presentan en rangos amplios (RMR: 80–55, 75–40 y 70–45). Sin embargo, para efectos de este estudio y con base en la validación de

parámetros RQD, UCS y GSI, se han reorganizado en dos zonas operativas: Zona A y

Zona B

4.1.5.1 zonificación

se ha establecido una zonificación geomecánica que distingue las áreas según el tipo de roca, su resistencia y el grado de fracturamiento. Esta zonificación facilita la optimización del diseño de tajos, la selección de equipos y la aplicación de medidas de seguridad, con el fin de asegurar la continuidad de la producción y minimizar riesgos operativos.

Se han definido dos zonas principales:

Zona A: Corresponde a sectores donde predominan andesitas compactas, de mayor competencia, con una Resistencia a la Compresión Uniaxial (UCS) superior a 150 MPa, índices RMR por encima de 60, y valores RQD superiores al 75%. Estas condiciones reflejan una roca de buena a muy buena calidad, lo que permite un mejor control de perforación, menor deformación del frente, y menor requerimiento de sostenimiento intensivo.

Tabla 5 Estimación Geomecánica zona A macizo competente, andesitas compactas)

Detalle	Estimación Geomecánica
Labor	Frentes de producción – Zona A
Roca predominante	Andesita compacta, bien consolidada
RMR promedio	65 – 75 (Clase II–III, Buena a Regular-Buena)
GSI promedio	60 – 70
Calidad por diaclasamiento	Techo y piso competentes, fracturas espaciadas (0.6 – 0.2 m. rugosas, con rellenos duros o escasos)
Presencia de agua	Seco a goteo puntual
Resistencia a compresión (UCS)	100 – 150 MPa
RQD	70–85 % (roca de buena calidad)
Dimensiones de labor	4.0 × 4.0 m
Densidad de roca	2.75 – 2.80 g/cm ³
Esponjamiento	50% (voladura en roca dura)
Comentario	Zona más competente, menor sostenimiento requerido

Fuente: elaboración propia según informe del departamento de geomecánica

Zona B: Representa áreas donde se encuentran andesitas fracturadas o brechas hidrotermales, con valores de UCS generalmente por debajo de 100 MPa, RMR entre 40 y 60, y RQD menores al 70%. Estas condiciones se asocian a un macizo de calidad regular a pobre, con mayores dificultades en la estabilidad del frente de avance y, por lo tanto, con mayor consumo de herramientas de perforación y necesidad de refuerzo estructural.

Tabla 6 Estimación Geomecánica zona B (andesitas fracturadas y brechas mineralizadas)

Detalle	Estimación Geomecánica
Labor	Frentes de producción – Zona B
Roca predominante	Andesita fracturada, brechas hidrotermales con alteración
RMR promedio	40 – 55 (Clase III–IV, Regular a Pobre)
GSI promedio	35 – 50 (consistente con macizo fracturado y alterado)
Calidad por diaclasamiento	Fracturas frecuentes (espaciamiento 0.2 – 0.06 m), con rellenos blandos (óxidos, carbonatos, arcillas)
Presencia de agua	Moderada, goteo en sectores mineralizados
Resistencia a compresión (UCS)	40 – 100 MPa
RQD	40 – 65%
Dimensiones de labor	4.0 × 4.0 m
Densidad de roca	2.70 – 2.78 g/cm ³
Esponjamiento	55 – 60% (voladura en roca más fracturada)
Comentario	Zona más inestable, mayor consumo de sostenimiento y control de agua

Fuente: elaboración propia según informe del departamento de geomecánica

De acuerdo con la clasificación geomecánica RMR89, modificada por Romana (2000), los dominios de la Zona Caridad presentan valores de RMR que varían de acuerdo con las condiciones estructurales y litológicas: caja techo (80–55), estructura mineralizada (75–40) y caja piso (70–45).

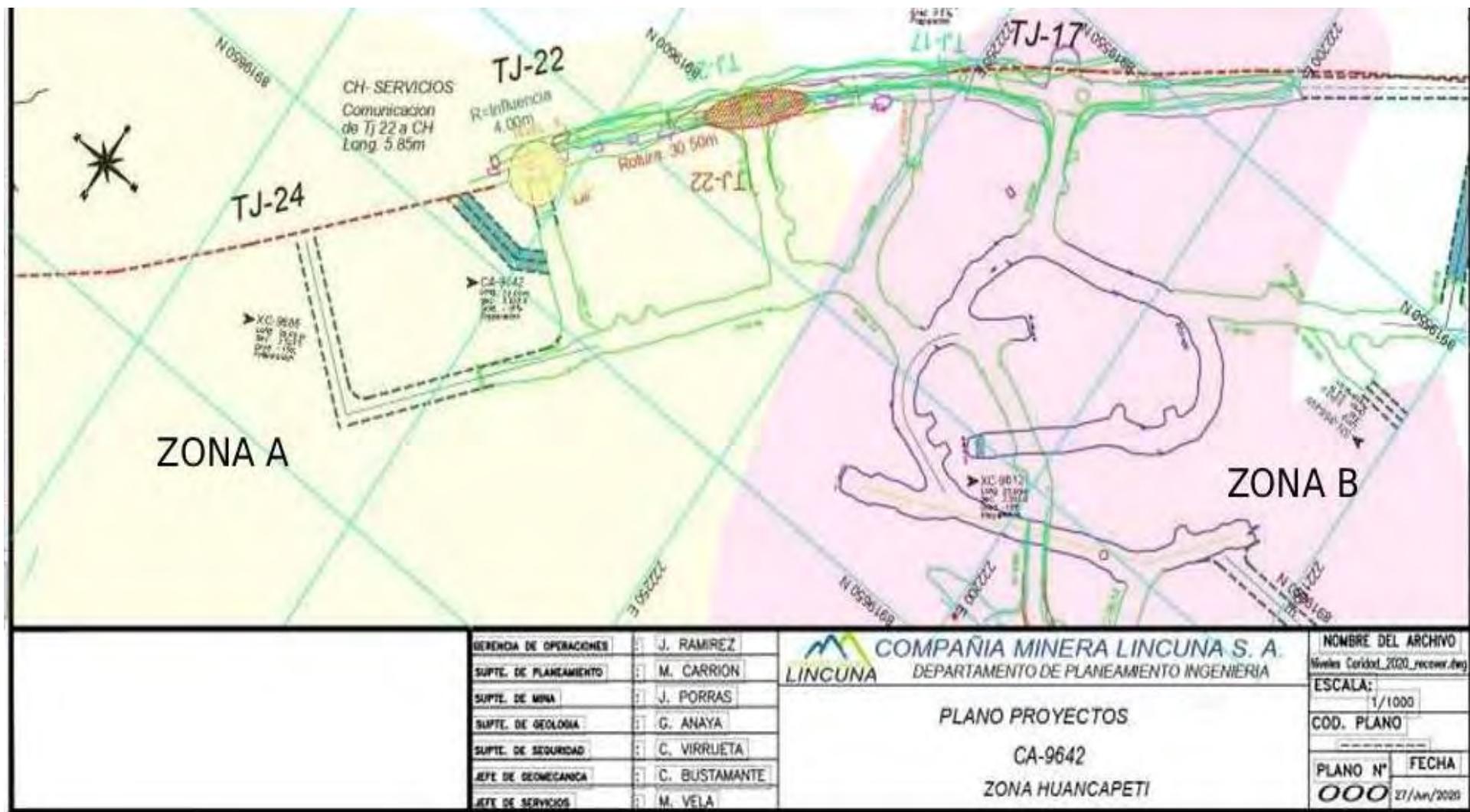
A partir de estos rangos, y considerando tanto el grado de fracturamiento como la resistencia a la compresión simple, se definieron dos zonas operativas principales:

Zona A (RMR > 60): compuesta por andesitas compactas con buena competencia geomecánica y baja densidad de discontinuidades.

Zona B (RMR entre 40 y 60): conformada por andesitas fracturadas y brechas mineralizadas, que presentan menor cohesión y mayor influencia de las discontinuidades.

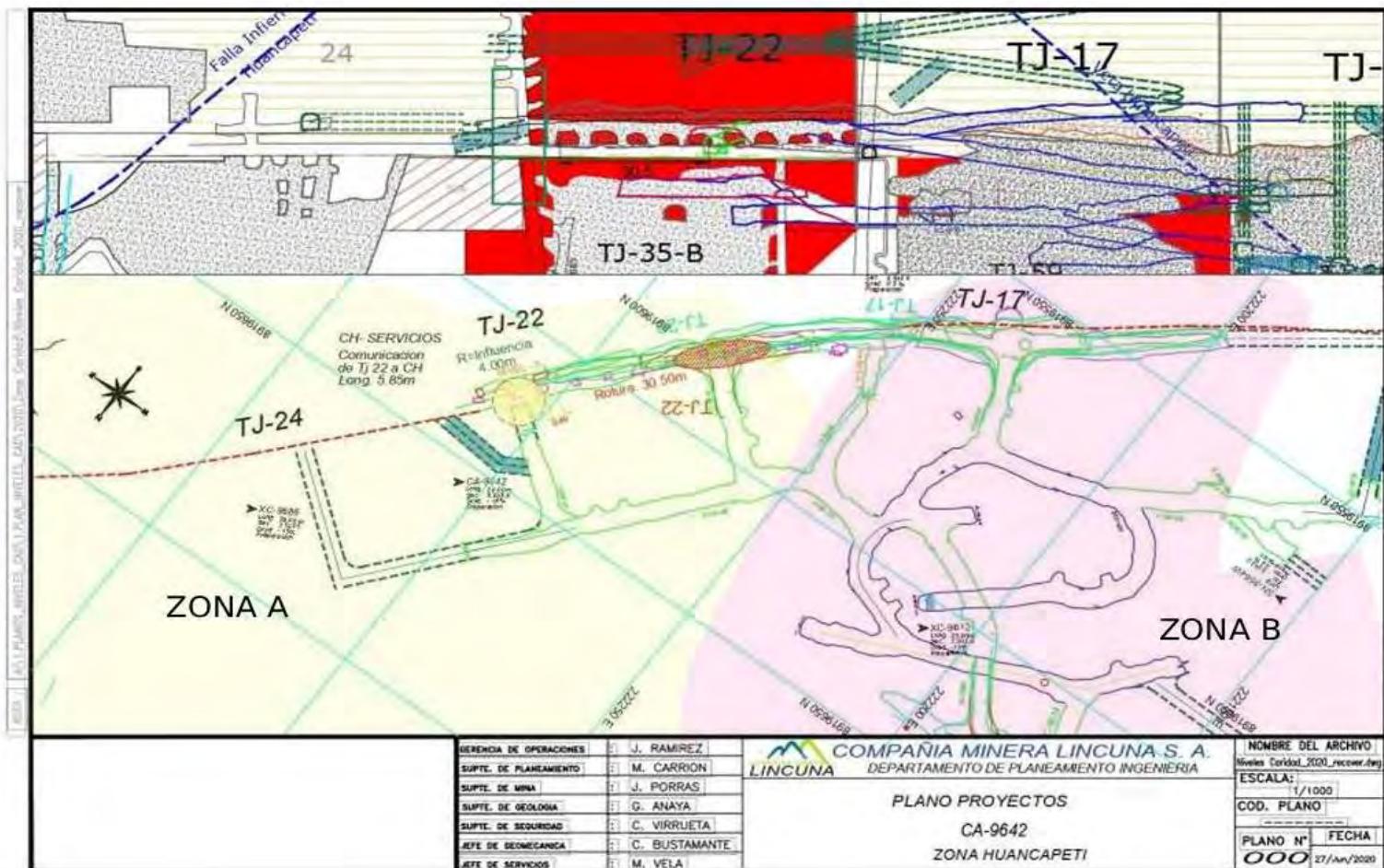
Finalmente, la falla principal se consideró como un dominio independiente, caracterizado por una masa rocosa de muy baja calidad ($RMR < 20$), debido a su elevada alteración, baja resistencia y presencia de rellenos blandos.

Figura 38 Mapa de zonificación geomecánica



Fuente: departamento de geomecánica UM Huancapetí

Figura 39 Zonificación según características geomecánicas



Fuente: elaboración propia según informes geomecánicas

La correcta identificación de estas zonas ha sido fundamental para ajustar los parámetros operativos como la malla de perforación, tipo de acero utilizado y secuencia de sostenimiento, logrando así una mejora en la seguridad, eficiencia y costos de operación.

4.1.5.2 geometría operacional

La geometría operacional en la veta Caridad de la unidad minera Huancapetí está directamente relacionada con las características estructurales del yacimiento y con las condiciones geomecánicas del macizo rocoso. La definición de zonas operativas constituye una herramienta fundamental para planificar adecuadamente las labores de desarrollo y explotación, ya que permite anticipar los requerimientos de perforación, sostenimiento y ventilación en cada sector de la mina.

Las labores productivas se desarrollan mediante tajos longitudinales y cámaras, cuyo ancho varía entre 4.0 y 4.5 metros, dependiendo de la potencia de la veta y la estabilidad del terreno. Estas dimensiones permiten el ingreso de equipos semimecanizados (LHD, jumbos cortos) sin comprometer la estabilidad del tajo ni la seguridad del personal.

Tabla 7 Geometría operacional en Caridad

Tipo de labor	Sección (ancho × alto)	Equipo utilizado	Tipo perforación	de	Método minero
Galería de producción	4.0 × 4.0 m	Sandvik DD210	Top Hammer (avance)		Corte y Relleno Ascendente
Galería de producción	4.5 × 4.5 m	Sandvik DL230	Taladros largos (long-hole)		Corte y Relleno Ascendente
Galería secundaria	4.0 × 4.0 m	Sandvik DD210	Top Hammer		Corte y Relleno Ascendente

Fuente: elaboración propia según sección de labor y equipo asignado.

4.1.6 Procesos principales de minado y equipos empleados

4.1.6.1 Perforación

En las labores de producción subterránea de la mina Huancapetí, se aplica el sistema de perforación de avance, ejecutado mediante Jumbos electrohidráulicos Sandvik DD-210 en secciones donde las dimensiones de la veta son menores y se necesita más control de avance y voladura. Para secciones más amplias se usan equipos como Epiroc DL-230 con patrones de perforación horizontal frontal.

A. Diseño de malla de perforación

El diseño de la malla de perforación se determina en función del método de explotación aplicado y de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso. En la veta Caridad de la Unidad Minera Huancapetí, donde se emplea el método de corte y relleno ascendente, las mallas de perforación se configuran de manera específica para los frentes de galería y los tajeos, ajustándose a las características del terreno.

Dicho diseño se optimiza considerando parámetros geomecánicos clave, como el tipo de roca, el grado de fracturamiento y la resistencia a la compresión simple (UCS), con el propósito de maximizar la eficiencia de la voladura, garantizar la estabilidad de los frentes y prolongar la vida útil de los aceros de perforación.

Modelo de Ash

Para el diseño de la malla de perforación, se aplicó la Teoría de Ash, reconocida por ofrecer resultados confiables en el cálculo de parámetros de perforación y voladura. Esta metodología ha demostrado su efectividad en diversas unidades mineras que emplean el método de taladros largos, permitiendo optimizar el rendimiento de la perforación,

mejorar la fragmentación del macizo rocoso y reducir los costos operativos asociados al proceso.

Ash toma un único burden característico y lo aplica a toda la malla. La lógica de es que la fragmentación sea uniforme y que los taladros tengan condiciones similares de carga. Considera que el corte resuelve el problema inicial, y de ahí en adelante usa burden uniformes - más práctico

Cálculo de Burden:

$$B = \frac{Kb \times \varnothing}{12}$$

Donde:

B: es burden en pies.

Kb: constante de roca.

Ø: diámetro del taladro, en pulgadas.

Figura 40 Valores de la constante Kb para el cálculo de burden según el tipo de roca y explosivo

Determinación de la Constante Kb				
Clase de explosivo	Densidad gr/cm³	Clase de roca		
		Blanda	Media	Dura
Baja densidad y potencia	0.8 a 0.9	30	25	20
Densidad y potencia media	1.0 a 1.2	35	30	25
Alta densidad y potencia	1.2 a 1.6	40	35	30

Fuente: Adaptado de la Tabla de determinación de la constante K b, en López Jimeno y López Jimeno (2014), p. 25. Basado en el modelo de Richard L. Ash (1963).

Espaciamiento

El espaciamiento se calcula con la siguiente fórmula:

$$E = B \times K_e,$$

Donde K_e , es una constante

Figura 41 Valores de la constante K_e (factor de espaciamiento) en función de la iniciación de los taladros.

Determinación de la constante K_e	
$K_e = 1$	Para iniciación de taladros simultáneos
$K_e = 1$	Para taladros secuenciados con retardos largos.
$K_e = 1.2 \text{ a } 1.6$	Para taladros secuenciados con retardos cortos

Fuente: Adaptado de la Tabla de determinación de la constante K_e , en López Jimeno y López Jimeno (2014), p. 25. Basado en los modelos de Richard L. Ash y C. Konya.

La voladura se realizará con taladros secuenciados y retardos cortos; por ello, $K_e = 1.2$.

$$E = 1.60 \times 1.20 = 1.92 \text{ m.} = 1.90 \text{ m.}$$

La malla queda entonces= $1.60 \times 1.90 \text{ m.}$

Cálculo del tajo

La longitud del tajo viene dada por:

$$T = K_t \times B$$

Se considera que la constante K_t oscila entre 0.7 y 1.60; para este diseño se asigna

$$K_t = 0.7 \text{ .}$$

$$T = 0.7 \times 1.60 = 1.12 \text{ m.} = 1.0 \text{ m.}$$

Los diseños incluyen taladros pasantes y ciegos. Los pasantes se tratan como dos superficies de carguío, es decir, se considera un tajo de igual longitud para cada lado.

Cálculo de la carga explosiva:

Para estimar la carga explosiva se emplea el modelo de Hansen:

$$Qt = 0.28 (H/B+1.5) \times B^2 + 0.4 \times Fr (H/B+1.5) \times B^3$$

Donde

Qt: carga total de explosivo por taladro en Kg.

B: burden en metros.

H: longitud taladro, m.

Fr: Factor de roca en Kg/m³

Figura 42 Propiedades geotécnicas y factor de fragmentación para la clasificación de rocas.

TIPO DE ROCA	Fr Kg/m ³	Gc MPa	Gt MPa
I	0.24	21	0
II	0.36	42	0.5
III	0.47	105	3.5
IV	0.59	176	8.5

Fuente: Adaptado de la Tabla de clasificación geomecánica de macizos rocosos, en García et al. (2018), p. 112.

Para el caso de taladros pasantes:

Datos: H = 13.0 m. – 2.0 m. (doble tajo) = 11.00

En este caso H es la columna de carga.

B = 1.60 m.

Fr = 0.36

Explosivo = anfo

$$Qt = 0.28 \left(\frac{12.5}{1.6} + 1.5 \right) x 1.6^2 + 0.40 x 0.36 \left(\frac{12.5}{1.6} + 1.6 \right) x 1.6^3$$

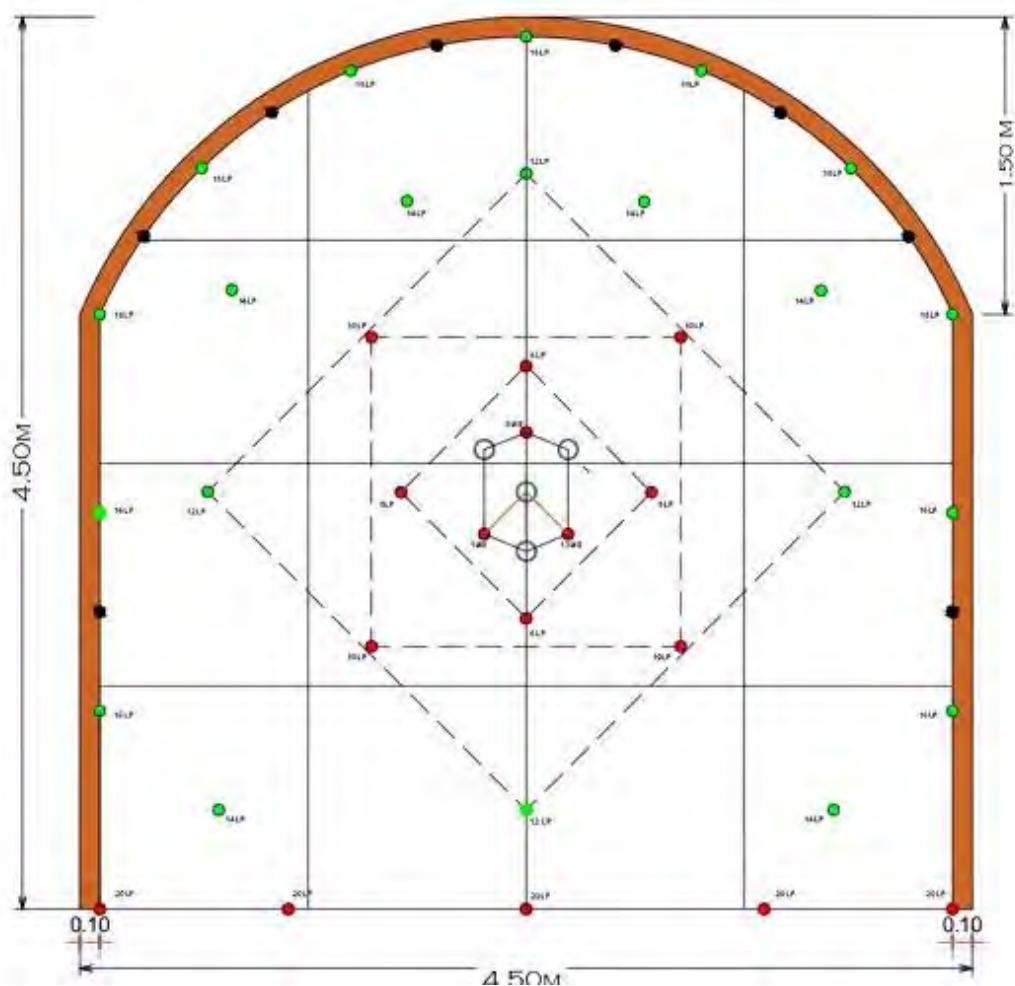
$$Qt = 6.67 + 5.49 = 12.16 \text{ Kg/taladro}$$

a) Malla de 4.5 x 4.5 para roca de dureza media y taladros largos

Según los resultados obtenidos en la caracterización geomecánica de la veta Caridad, las litologías predominantes —andesita silícea y andesita compacta— presentan valores de resistencia a la compresión uniaxial (UCS) entre 160 y 270 MPa, clasificándolas como rocas de alta a muy alta dureza, y como rocas abrasivas con RQD superiores al 70 % y RMR entre 55 y 70.

Debido a estas condiciones, se requiere un diseño de malla más denso (menor BxE) para asegurar una fragmentación adecuada y reducir el rebote de brocas durante la perforación.

Figura 43 Diseño de malla 4.5 M x 4.5 M en roca dura



Fuente: CIA MINERA LINCUNA S.A

En la veta Caridad, este modelo de malla se emplea principalmente en frentes de producción donde se requiere perforar taladros largos. El equipo Sandvik DL230 opera en estas condiciones, enfrentando rocas de alta dureza como la andesita silícea. El patrón de malla en tajeos permite comparar de forma precisa el rendimiento de los aceros y brocas utilizadas, considerando la exigencia del empuje, la abrasividad del macizo y la frecuencia de desgaste por zona geomecánica.

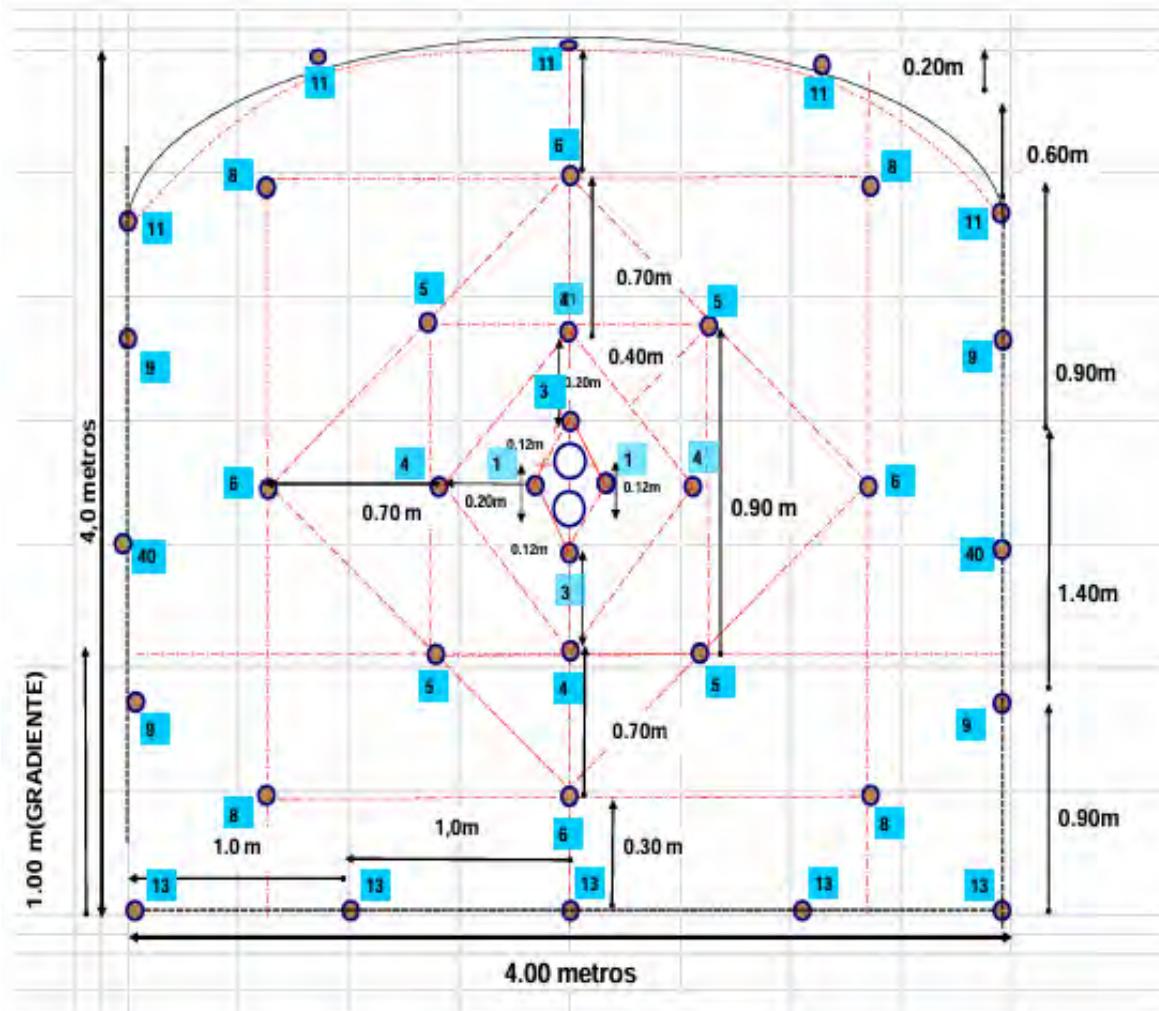
b) Malla 4.0m x 4.0m para roca de dureza media – baja.

Según la caracterización geomecánica realizada en la veta Caridad, la riolita alterada ha sido clasificada como roca de dureza media, con valores de resistencia a la compresión

uniaxial (UCS) estimados entre 130 y 160 MPa, un índice RQD entre 50 y 65 %, y una clasificación geomecánica RMR de 45 a 55. Estas condiciones corresponden a un macizo parcialmente fracturado, con zonas blandas y comportamiento variable.

Debido a esta naturaleza, se optó por un diseño de malla con Burden × Espaciamiento (BxE) de 4 m × 4 m, suficiente para lograr la fragmentación requerida, sin comprometer la estabilidad de los contornos ni el rendimiento de la voladura.

Figura 44 Diseño de malla – Roca suave



Fuente: Área de PyV CIA Minera Lincuna

En la veta Caridad se utiliza mayormente una malla 4.0m x 4.0m de taladros paralelos, con espaciamiento regular, adaptada a las secciones de galería trabajadas con Jumbo

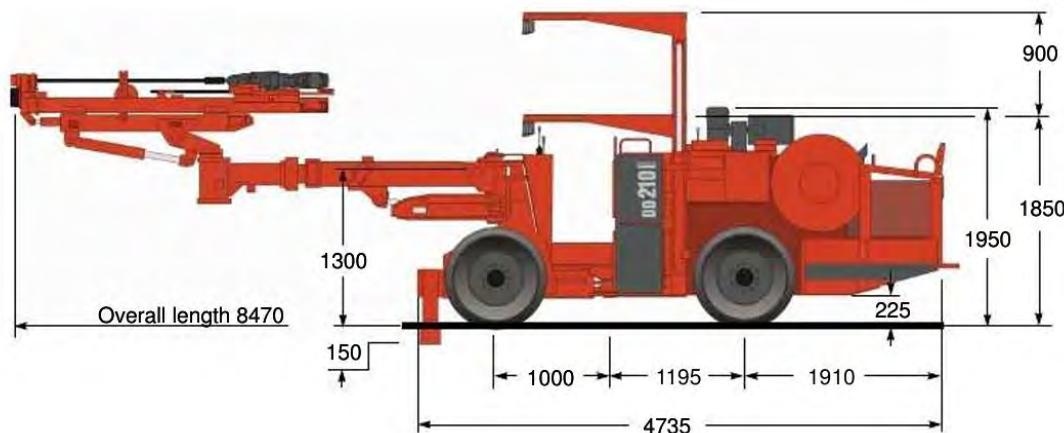
DD210. Esta disposición permite un control técnico más riguroso sobre el avance del frente y facilita el análisis comparativo del desgaste de aceros, ya que cada taladro responde a condiciones similares de carga, dirección y profundidad.

E. Características de los equipos empleados en la perforación:

a) Sandvik DD-210

Jumbo de perforación subterránea compacto y versátil, destacando por su brazo universal robusto con paralelismo automático y giro de 360 grados, lo que permite un posicionamiento rápido y preciso de la perforación en secciones de hasta 24 m², mejorando la productividad y la seguridad en túneles y minas.

Figura 45 Dimensiones del equipo Sandvik DD-210



Fuente: Technical Specification Sandvik DD210-V

Componentes y herramientas de Perforación Sandvik DD210.

La eficacia de perforación del Sandvik DD210 reside en la integración de herramientas y componentes especializados diseñados para maximizar la productividad y la precisión en entornos subterráneos.

Tabla 8 Especificaciones técnicas de aceros de perforación equipo Sandvik DD-210

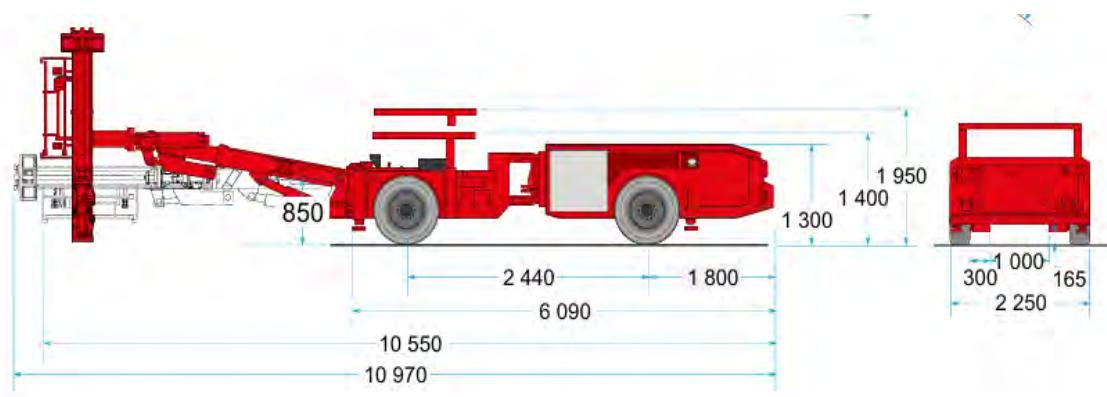
Especificaciones de las herramientas Sandvik DD-210	
Diámetro de taladro de producción	45 mm
Diámetro de taladro de alivio	102 mm
Longitud de barra de perforación	12 ft
Eficiencia de perforación	93%
Longitud de taladro	11.16 ft
Broca: Botón esférico de 7 botones, compatible con aceros R32	45 mm
Broca Rimadora	4.00 inch
<u>Acero: R32 MF (roscado macho-hembra), H35 (hexagonal), longitud.</u>	

Fuente: Departamento de Planeamiento y Perforación, Empresa Minera Huancapetí

b) Sandvik DL-230

Equipo de perforación de producción de taladros largos altamente automatizado y de alta precisión, optimizado para la creación eficiente de barrenos profundos en aplicaciones subterráneas. Se distingue por su avanzado sistema de control (RCS) y opciones de automatización, que permiten una perforación segura y precisa para voladuras de producción masiva, así como para perforaciones de servicio y con o sin salida, maximizando la productividad y la seguridad operacional.

Figura 46 Dimensiones del equipo Sandvik DL-230



Fuente: Technical Specification Sandvik DL-230

Componentes y herramientas de Perforación Sandvik DL-230.

La eficacia de la perforación de taladros largos del Epiroc DL230 se fundamenta en la integración de herramientas y componentes especializados que le permiten alcanzar una alta precisión y profundidad. Estos están diseñados para optimizar la productividad en la perforación de barrenos de producción y de servicio en minería subterránea.

Tabla 9 Especificaciones técnicas de aceros de perforación equipo Sandvik DL-230

Especificaciones de las herramientas Sandvik DL-230

Diámetro de taladro de producción	64 mm
Diámetro de taladro de alivio	102 mm
Longitud de barra de perforación	14 ft
Eficiencia de perforación	94%
Longitud de taladro (dos aceros en configuración extensible)	26.32 ft
Broca: Botón esférico	64 mm
Broca Rimadora	4.00 inch
<u>Acero: T45 MF de 14 pies</u>	

Fuente: Departamento de Planeamiento y Perforación, Empresa Minera Huancapetí

4.1.6.2 Voladura

En la veta Caridad de la mina Huancapetí, la voladura constituye una de las etapas más importantes en la operación de avance y preparación de tajos. Debido a las características geomecánicas de la roca —que varían de semidura a muy dura—, se emplean combinaciones de explosivos y accesorios que permiten un arranque eficiente y seguro del mineral. El diseño de las voladuras busca optimizar el tamaño del fragmento, controlar la dilución y reducir la generación de daños en las paredes del tajo, garantizando la estabilidad y seguridad en la operación.

- a) Número de disparos por día: 02

- b) Explosivos usados: dinamita SG 65% y Emulnor-3000 (zonas de roca semidura a dura), Emulnor-1000 (roca más blanda), Emulnor-5000 (roca muy dura)
- c) Sistema de iniciación: no eléctrica con detonadores Mininel y accesorios mixtos

A. Secuencia de salida de taladros:

la secuencia de salida o iniciación de taladros es fundamental para lograr una voladura eficiente, con buena fragmentación, estabilidad del macizo remanente y seguridad operativa. La secuencia está diseñada en función de la geometría del frente, el tipo de roca, la ubicación de la cara libre y la dirección del avance.

- a. Taladro de arranque (cut o burn cut)
 - Es el primer taladro en detonar, ubicado generalmente al centro del frente o al fondo de un conjunto de taladros en abanico.
 - Su función es crear un vacío inicial (cara libre interna) que permite la expansión de los gases de los taladros siguientes.
- b. Taladros de alivio (relief holes)
 - Detonan inmediatamente después del cut.
 - Permiten el desplazamiento lateral del material.
- c. Taladros de producción (body holes)
 - Corresponden a la mayor parte del volumen rocoso.
 - Detonan en secuencia radial, desde el centro hacia los bordes o desde el fondo hacia adelante.
- d. Taladros de contorno (perimetrales)
 - Detonan al final, con retardos mayores.
 - Su función es proteger los contornos (bóveda, hastiales, piso), minimizar el overbreak y evitar fracturas extensivas fuera de la sección útil.

Figura 47 Secuencia de salida de taladros



1. Taladros de Alivio.-

Son taladros que no se cargan de explosivo y sirven como "cara libre" paralela a la carga lineal de los taladros cargados.

2. Taladros de Arranque.-

Taladros cargados que detonan primero y sirven para crear un efecto de ensanche de la cara libre gracias a que el factor de carga es mayor. **Estos taladros son considerados los principales.**

3. Taladros de Ayuda Primaria y Secundaria (Cuadradores).-

Taladros que detonan luego de los de arranque y sirven para incrementar el destrozo o franqueo del frente.

4. Taladros de Hastailes.-

Taladros laterales detonados luego de los de Ayuda y sirven para crear los flancos o hastailes del frente de voladura.

5. Taladros de Corona.-

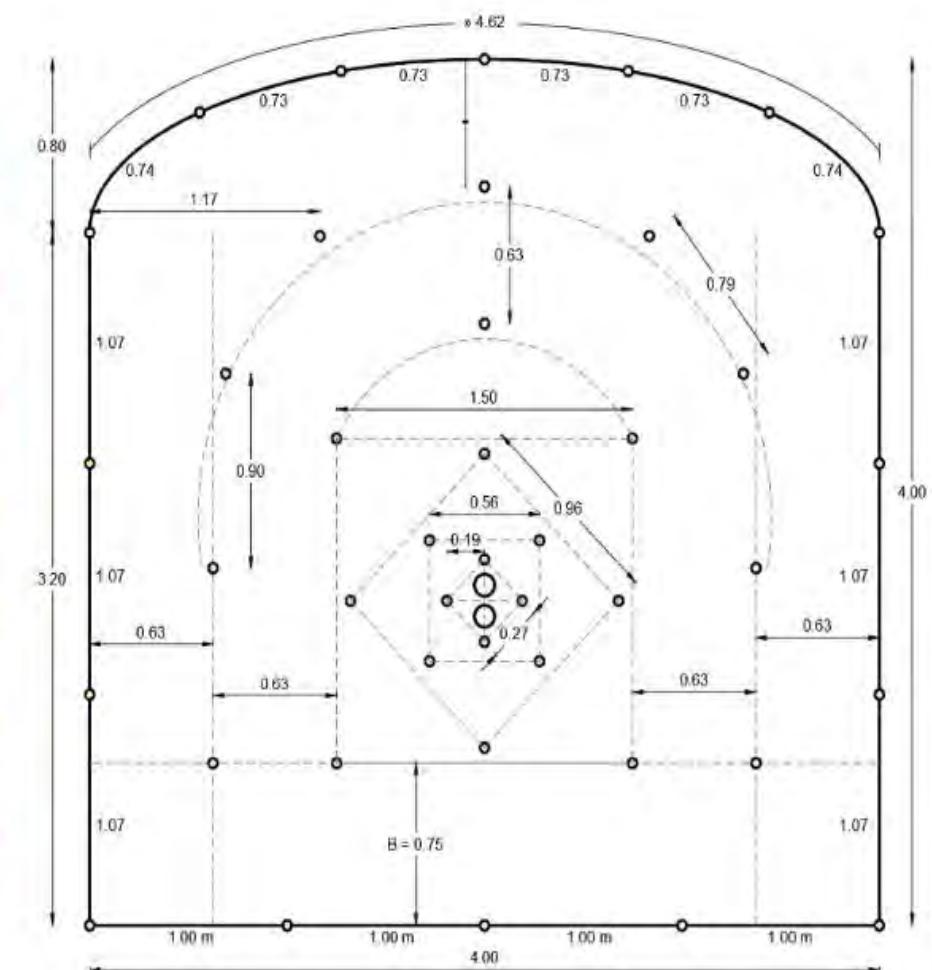
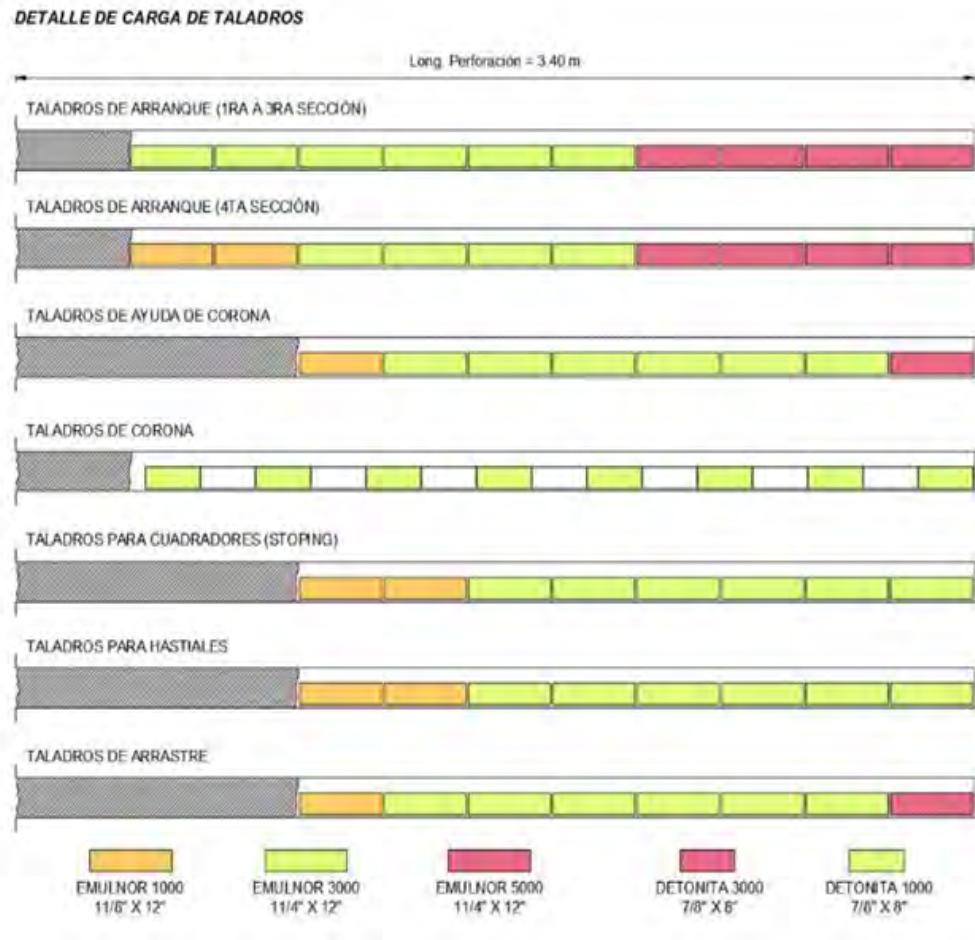
Taladros que detonan simultáneamente con los cuadradores y sirven para crear el techo o corona del frente de voladura.

6. Taladros de Arrastre.-

Taladros que se detonan al final y sirven para crear el piso del frente de voladura gracias a su factor de carga menor con respecto a los demás taladros.

Fuente: Manual de Voladura de EXSA

Figura 48 Secuencia de disparo y distribución de carga de los taladros en una sección real.



Fuente: Área de Perforación y Voladura – Unidad Minera Huancapetí

En la figura se aprecia una secuencia de disparo de tipo trapezoidal, recomendada para voladuras que cuentan con una sola cara libre. Este tipo de disposición permite obtener una pila de material más uniforme y de menor altura, lo que resulta favorable para las operaciones de carguío y transporte dentro de la labor minera.

4.1.6.3 Ventilación

a) Velocidades del aire

La normativa vigente (D.S. N° 024-2016-EM y modificatoria D.S. N° 034-2023-EM) establece que la velocidad del aire en galerías activas debe mantenerse entre 20 m/min (mínima) y 250 m/min (máxima), garantizando una ventilación eficiente sin generar corrientes excesivas que afecten operatividad o seguridad en labores profundas. Estos parámetros son de aplicación general en toda la Mina Huancapetí y también se adoptan específicamente en la veta Caridad, dadas sus condiciones de explotación y geometría de tajo.

b) Caudales de aire

En toda la Mina Huancapetí, se identificaron un déficit de ventilación del 45,21 %, equivalente a 193 148 CFM ($\sim 5\ 456\ \text{m}^3/\text{min}$), respecto a la demanda total. Mediante la apertura de chimeneas y la instalación de un ventilador extractivo, el caudal se elevó de 159 389 a 199 700 CFM ($\sim 5\ 650\ \text{m}^3/\text{min}$)

Para la veta Caridad se estima que esta zona requiere entre el 25 % y 35 % del caudal total, lo que equivaldría aproximadamente a 1 410–1 980 m^3/min , en función del número de frentes y desarrollo de labores activos.

c) Ventiladoras utilizadas

Para el sistema de ventilación principal se eligió un ventilador extractivo centrífugo con capacidad nominal de 150 000 CFM, presión estática de 11,44 in H₂O, y potencia de 146 HP, diseñado para operar de manera eficaz a una altitud de 4 600 msnm. Esta elección se justificó por las exigencias de superar resistencias de pérdida de carga y garantizar presiones adecuadas en circuitos de ventilación complejos.

Tabla 10 Parámetros técnicos de ventilación de la Mina Huancapetí y veta Caridad

Parámetro	Valor / Observación
Velocidad mínima del aire	20 m/min (normativa)
Velocidad máxima del aire	250 m/min (normativa)
Caudal total (mina Huancapetí)	Hasta 199 700 CFM (~ 5 650 m ³ /min)
Caudal estimado para Caridad	Aprox. 1 410–1 980 m ³ /min (25–35 % del total)
Tipo de ventiladora	Extractiva, centrífuga
Capacidad de ventiladora	150 000 CFM; presión estática 11,44 in H ₂ O; potencia 146 HP

Fuente: oficina de control y planeamiento de la UM Huancapetí.

El sistema de ventilación implementado se basa en ventilación forzada, mediante la instalación de ventiladores axiales y ductos de ventilación que permiten conducir el flujo de aire fresco hacia los frentes de trabajo. Este sistema es complementado con chimeneas de ventilación que favorecen la circulación natural del aire.

Figura 49 Ventilador axial de 20,000 CFM



Fuente: imagen tomada por el autor

Objetivos principales de la ventilación:

1. Diluir y evacuar los gases tóxicos y polvo luego de las voladuras.
2. Mantener concentraciones adecuadas de oxígeno ($>19,5\%$) y controlar la presencia de gases nocivos (CO, NOx, entre otros).
3. Asegurar confort térmico para los trabajadores en labores subterráneas prolongadas.

De acuerdo con la planificación operativa, se programan ventilaciones de aproximadamente 30 a 40 minutos posteriores a cada disparo, antes de permitir el reingreso del personal al frente de trabajo, lo que garantiza condiciones seguras para la limpieza y el sostenimiento.

4.1.6.4 Limpieza

Para las actividades de limpieza de mineral y relleno, se emplean equipos LHD (Load-Haul-Dump), cuya eficiencia está directamente relacionada con diversos factores operativos, como las dimensiones de las excavaciones, el estado de las vías de tránsito,

la longitud de los tajeos, la distancia a las fuentes de relleno, los puntos de acopio o cámaras de carguío, y las condiciones de ventilación en las labores. Por ello, resulta fundamental determinar las distancias óptimas de acarreo mediante un estudio detallado de tiempos y movimientos específico para las condiciones de la Mina Caridad.

Equipos LHD (Load-Haul-Dump) con capacidades de 4.2 y 6.0 yard³ para extracción del mineral desde los tajeos hacia las galerías principales.

Figura 50 Equipo de limpieza CAT-R1700 XE



Fuente: cat - technical specifications: r1700 xe

4.2 Extracción, organización y análisis de información técnica

4.2.1 Recolección de información operativa en campo

La recolección de datos en campo se realizó de manera sistemática durante un periodo de 5 meses (febrero–junio 2024), en los frentes de perforación activos de la veta Caridad. Cada operador, al término de su turno, registró en una bitácora manual o formato de control los siguientes parámetros: metros perforados, tipo y número de brocas utilizadas, tiempo de perforación por taladro, zona geomecánica trabajada, tipo de equipo (Jumbo o Jack-Leg), y observaciones relacionadas al desgaste de los aceros.

La información se recolectó directamente en las zonas A y B, previamente caracterizadas geomecánicamente. Se utilizó una ficha estandarizada elaborada en coordinación con el área de planeamiento y perforación. Esta ficha fue posteriormente verificada por el ingeniero de turno y consolidada en gabinete.

4.2.2 *Organización y análisis técnico de datos recolectados*

4.2.2.1 *Reporte de equipos*

Se evaluó el desempeño operativo de los equipos de perforación mediante el procesamiento de reportes físicos y registros internos proporcionados por el área de operaciones mina. Estos reportes fueron elaborados por el operador de cada equipo al finalizar su turno y revisados por el supervisor de guardia.

La información recopilada permitió analizar el uso operativo de los Jumbos Sandvik DD210, DL230, en función a variables como:

- a) Tiempo operativo efectivo por turno
- b) Paradas no programadas por mantenimiento o cambio de componentes
- c) Frecuencia de cambio de brocas y barras por equipo
- d) Consumo aproximado de herramientas por turno
- e) Asignación de equipo por zona geomecánica (A, B)
- f) Tiempo estimado de perforación por taladro

Toda esta información fue sistematizada en hojas de cálculo de Microsoft Excel para generar indicadores de:

1. Rendimiento operativo (m/turno) por equipo
2. Tiempos muertos promedio

3. Niveles de desgaste según zona geomecánica

Esta evaluación permitió identificar qué equipos tuvieron mejor rendimiento operativo y bajo qué condiciones geológicas se observó mayor desgaste o pérdida de tiempo, información clave para las recomendaciones técnicas del estudio.

Figura 51 jumbo DD-210 en operación en zona B



Fuente: imagen propia

Figura 52 jumbo DL-230 en operación en zona B



Fuente: Imagen propia

4.2.2.2 Reportes de perforación

Una vez recopilada la información en campo a través de las bitácoras de perforación por turno, se procedió al procesamiento y análisis de los datos en gabinete, con el fin de evaluar el desempeño de las operaciones y validar los parámetros de perforación establecidos. Los reportes fueron entregados en formato físico (papel), y posteriormente sistematizados en hojas de cálculo en Microsoft Excel, agrupando las variables más relevantes como:

- a) Metros perforados por turno y por equipo,
- b) Tipo y cantidad de brocas utilizadas,
- c) Frecuencia de cambio de acero,
- d) Zona geomecánica asociada a cada frente
- e) Tiempo estimado por taladro
- f) Observaciones del operador respecto al desempeño de la broca o barra.

La información fue procesada de forma lógica y secuencial, permitiendo calcular métricas como el rendimiento de perforación (m/hora), vida útil de brocas (m/broca), y costo total de perforación (US\$/m). También se determinaron las zonas donde se presentaron mayores pérdidas de tiempo por desgaste acelerado y mayor rendimiento de aceros por tipo de roca.

Figura 53 Datos de producción de perforación marzo - Jumbo Sandvik DD210

Fecha	Equipo	Modelo	Zona	Metros perforados	Metros p. rimadora	Horas efectivas	Eficiencia (m/h)
2024-03-01	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	158.3	9.7	4.3	36.814
2024-03-02	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	155	9.9	3.9	39.744
2024-03-03	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	149.7	10	3.8	39.395
2024-03-04	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	150.3	9.7	4.2	35.786
2024-03-05	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	144.5	9.5	3.9	37.051
2024-03-06	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	142.2	10	3.8	37.421
2024-03-07	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	154.3	9.7	4.2	36.738
2024-03-08	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	150.4	9.6	4.5	33.422
2024-03-09	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	152.3	10	3.9	39.051
2024-03-10	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	151.1	9.5	3.8	39.763
2024-03-11	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	155.3	10	4.8	32.354
2024-03-12	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	154.6	9.7	4.1	37.707
2024-03-13	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	154	9.8	3.8	40.526
2024-03-14	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	155.3	9.8	3.9	39.821
2024-03-15	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	143.2	9.2	4.5	31.822
2024-03-16	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	152.2	10	4.3	35.395
2024-03-17	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	148.9	9.6	4.2	35.452
2024-03-18	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	152.3	9.4	3.7	41.162
2024-03-19	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	150.3	9.7	3.9	38.538
2024-03-20	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	154.5	9.8	4.1	37.683
2024-03-21	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	144.2	9.4	3.8	37.947
2024-03-22	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	151.4	9.7	3.6	42.056
2024-03-23	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	150	9.6	3.9	38.462
2024-03-24	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	142.2	9.4	4	35.550
2024-03-25	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	153.1	9.6	3.7	41.378

Fuente: tomada de área de producción mina Huancapetí

Figura 54 Datos de producción de perforación abril - Jumbo Sandvik DD210

Fecha	Equipo	Modelo	Zona	Metros perforados	Metros p. rimadora	Horas efectivas	Eficiencia (m/h)
2024-04-01	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	152	9.7	4.1	37.073
2024-04-02	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	142.8	9.7	3.9	36.615
2024-04-03	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	150.3	9.8	4.2	35.786
2024-04-04	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	144	9.7	3.8	37.895
2024-04-05	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	148.9	9.8	4.3	34.628
2024-04-06	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	152.3	10	4.1	37.146
2024-04-07	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	150.3	9.4	4.3	34.953
2024-04-08	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	154.5	9.7	3.8	40.658
2024-04-09	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	144.2	9.8	4.2	34.333
2024-04-10	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona A	151.4	9.6	3.7	40.919
2024-04-11	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	150	9.9	3.5	42.857
2024-04-12	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	135.5	9.8	3.2	42.344
2024-04-13	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	122.1	10	3.4	35.912
2024-04-14	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	142.3	10.2	3.8	37.447
2024-04-15	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	130	10.3	4.2	30.952
2024-04-16	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	125.3	9.8	3.8	32.974
2024-04-17	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	140.2	9.7	3.5	40.057
2024-04-18	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	132.3	9.9	3.6	36.750
2024-04-19	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	131.2	9.8	3.3	39.758
2024-04-20	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	123.6	9.8	3.2	38.625
2024-04-21	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	142.3	9.7	3.1	45.903
2024-04-22	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	120.4	10.2	3.1	38.839
2024-04-23	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	148.6	10.2	3.2	46.438
2024-04-24	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	136.1	10	3	45.367
2024-04-25	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	131.8	9.9	3.3	39.939

Fuente: tomada de área de producción mina Huancapetí

Figura 55 Datos de producción de perforación mayo - Jumbo Sandvik DD210

Fecha	Equipo	Modelo	Zona	Metros perforados	Metros p. rimadora	Horas efectivas	Eficiencia (m/h)
2024-05-01	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	142.3	9.8	3.2	44.469
2024-05-02	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	134.1	9.9	3.5	38.314
2024-05-03	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	128.3	10	3.1	41.387
2024-05-04	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	127.9	9.7	3.3	38.758
2024-05-05	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	126.4	9.9	3.2	39.500
2024-05-06	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	132.2	10	3.2	41.313
2024-05-07	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	133.2	10.1	3.3	40.364
2024-05-08	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	135.1	9.8	3.4	39.735
2024-05-09	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	148.6	9.9	3.6	41.278
2024-05-10	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	147.7	10.2	3.8	38.868
2024-05-11	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	124.3	9.9	4.1	30.317
2024-05-12	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	121.5	10.1	4.2	28.929
2024-05-13	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	142	10	4.1	34.634
2024-05-14	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	134.2	10	3.8	35.316
2024-05-15	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	131.1	9.9	3.5	37.457
2024-05-16	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	138.2	9.7	3.1	44.581
2024-05-17	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	132	9.8	3.2	41.250
2024-05-18	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	132.5	9.7	3.2	41.406
2024-05-19	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	145.2	9.7	3.4	42.706
2024-05-20	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	134.2	9.9	3.3	40.667
2024-05-21	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	144.3	10	3.1	46.548
2024-05-22	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	142.3	10.2	3.3	43.121
2024-05-23	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	132.8	9.8	3.6	36.889
2024-05-24	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	141.2	9.9	3.5	40.343
2024-05-25	Jumbo 01	Sandvik DD210	Zona B	128.3	9.8	3.2	40.094

Fuente: tomada de área de producción mina Huancapetí

Figura 56 Datos de producción de perforación marzo - Jumbo Sandvik DL230

Fecha	Equipo	Modelo	Zona	Metros perforados	Metros p. rimadora	Horas efectivas	Eficiencia (m/h)
2024-03-01	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	385.8	30.1	6.8	56.735
2024-03-02	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	382.4	29.8	6.9	55.420
2024-03-03	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	390.1	28.9	6.7	58.224
2024-03-04	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	390.5	29.6	7.1	55.000
2024-03-05	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	384.1	29.9	6.8	56.485
2024-03-06	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	386.2	29.8	6.8	56.794
2024-03-07	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	382.7	30	6.9	55.464
2024-03-08	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	386.2	29.9	7	55.171
2024-03-09	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	385.6	29.7	7.1	54.310
2024-03-10	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	391.2	28.9	6.9	56.696
2024-03-11	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	390.1	28.7	6.8	57.368
2024-03-12	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	384.2	28.9	7.1	54.113
2024-03-13	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	388.5	29.1	7.2	53.958
2024-03-14	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	386.7	30.1	6.9	56.043
2024-03-15	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	384.6	32.2	6.9	55.739
2024-03-16	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	384.7	29.8	6.8	56.574
2024-03-17	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	385.5	28.9	6.7	57.537
2024-03-18	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	382.7	29.6	6.7	57.119
2024-03-19	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	384.3	29.7	6.7	57.358
2024-03-20	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	382.3	29.8	6.8	56.221
2024-03-21	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	385.2	29.9	6.9	55.826
2024-03-22	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	384.3	28.6	7.1	54.127
2024-03-23	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	386.8	29.7	6.9	56.058
2024-03-24	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	387.1	30.1	6.8	56.926
2024-03-25	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	380.1	29.9	6.9	55.087

Fuente: tomada de área de producción mina Huancapetí

Figura 57 Datos de producción de perforación abril - Jumbo Sandvik DL230

Fecha	Equipo	Modelo	Zona	Metros perforados	Metros p. rimadora	Horas efectivas	Eficiencia (m/h)
2024-04-01	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	387.2	29.9	6.8	56.941
2024-04-02	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	382.2	30.1	6.9	55.391
2024-04-03	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	386.1	30.2	6.8	56.779
2024-04-04	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	384.8	31	6.7	57.433
2024-04-05	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	386.9	30.8	6.6	58.621
2024-04-06	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	389.7	29.8	6.8	57.309
2024-04-07	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	390	29.9	6.8	57.353
2024-04-08	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	387.2	31.2	6.7	57.791
2024-04-09	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	385.3	30.8	6.9	55.841
2024-04-10	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	386.7	32.2	7.1	54.465
2024-04-11	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	384.1	29.8	7	54.871
2024-04-12	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	385.2	28.8	6.9	55.826
2024-04-13	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	386.2	27.9	6.8	56.794
2024-04-14	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	384.7	29.6	6.9	55.754
2024-04-15	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	384.5	28.9	6.7	57.388
2024-04-16	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	386.5	29.9	6.9	56.014
2024-04-17	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	387.1	28.9	7.2	53.764
2024-04-18	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona A	384.3	30.1	6.9	55.696
2024-04-19	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	389.2	30.2	6.6	58.970
2024-04-20	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	390.2	30.1	6.5	60.031
2024-04-21	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	391.5	29.9	6.7	58.433
2024-04-22	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	390.2	28.9	6.6	59.121
2024-04-23	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	389.9	30.2	6.5	59.985
2024-04-24	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	388.9	30.1	6.5	59.831
2024-04-25	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	389.5	30.2	6.6	59.015

Fuente: tomada de área de producción mina Huancapetí

Figura 58 Datos de producción de perforación mayo - Jumbo Sandvik DL230

Fecha	Equipo	Modelo	Zona	Metros perforados	Metros p. rimadora	Horas efectivas	Eficiencia (m/h)
2024-05-01	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	389.9	30.2	6.6	59.076
2024-05-02	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	388.9	31.2	6.5	59.831
2024-05-03	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	390.2	29.9	6.7	58.239
2024-05-04	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	392.2	29.7	6.6	59.424
2024-05-05	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	391.2	32	6.8	57.529
2024-05-06	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	390.3	30.1	6.5	60.046
2024-05-07	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	392.5	29.8	6.5	60.385
2024-05-08	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	389.5	29.9	6.7	58.134
2024-05-09	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	390.1	30.1	6.8	57.368
2024-05-10	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	388.7	32.1	6.6	58.894
2024-05-11	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	387.8	29.8	6.8	57.029
2024-05-12	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	391.2	29.9	6.5	60.185
2024-05-13	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	390.2	29.7	6.5	60.031
2024-05-14	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	387.8	31.2	6.7	57.881
2024-05-15	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	389.3	32.1	6.6	58.985
2024-05-16	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	388.5	30.3	6.9	56.304
2024-05-17	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	389.8	30.8	6.8	57.324
2024-05-18	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	391.2	30.7	6.8	57.529
2024-05-19	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	390.4	30.1	6.5	60.062
2024-05-20	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	390.8	29.9	6.4	61.063
2024-05-21	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	388.9	28.8	6.6	58.924
2024-05-22	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	389.5	28.1	6.7	58.134
2024-05-23	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	389.4	30.9	6.6	59.000
2024-05-24	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	388.9	31.5	6.8	57.191
2024-05-25	Jumbo 02	Sandvik DL230	Zona B	391.1	30.6	6.6	59.258

Fuente: tomada de área de producción mina Huancapetí

4.2.2.3 Reporte de instrumentos y materiales

Como parte del procesamiento de datos en gabinete, se sistematizó la información sobre los instrumentos y materiales de perforación empleados en las labores de preparación y producción en la veta Caridad. Estos materiales, principalmente de desgaste, fueron registrados por turno a través de las bitácoras de los operadores y verificados con el área de almacén y mantenimiento.

El estudio se centró en los aceros de perforación, incluyendo barras, brocas, acopladores y adaptadores utilizados en los equipos Jumbo electrohidráulicos Sandvik DD210 y DL230.

Tabla 11 Instrumentos y materiales empleados en perforación

Instrumento/Material	Modelo / Tipo	Equipo Asociado	Uso Específico	Durabilidad estimada
Broca de botón (45 mm)	45 mm, R32 MF, 7 botones	DD-210	Frentes de desarrollo (4×4 m)	190–250 m por broca
Broca de botón (64 mm)	64 mm, T45 MF, 8 botones	DL-230	Producción (4.5×4.5 m)	800–1 000 m por broca
Broca rimadora (alivio)	102 mm (4")	Ambos	Taladros de alivio o ayuda	260–300 m por unidad
Barra de perforación	R32 MF H35 12 pies	DD-210	Desarrollo de frentes	1 100–1 300 m por barra
Barra de perforación	T45 MF 14 pies	DL-230	Producción en taladros largos	1 000–1 500 m por barra
Acoplador	MF R32/T45, 235 mm longitud	Ambos	Unión de barras	1 000–1 500 m por cambio

Fuente: Elaboración propia

El conocimiento detallado de los materiales e implementos de perforación permitió identificar cuáles presentan mayor desgaste en función de la zona geomecánica trabajada. Esta información fue fundamental para el análisis posterior del rendimiento técnico y económico de los aceros, correlacionando el tipo de roca con la vida útil y frecuencia de reposición de los insumos utilizados.

4.3 Procesamiento de Datos Operativos

4.3.1 *Influencia de las condiciones geomecánicas en el desgaste de aceros*

El macizo está conformado por Andesitas piroclásticas y flujos lávicos andesíticos hasta dacíticos, además de cuerpos porfíricos ácido-intermedio (dacita, riodacita), producto del volcanismo Oligoceno–Mioceno

Se consideraron tres zonas dentro de la veta Caridad por características del Grupo Calipuy:

- Zona A – Andesita compacta poco fracturada.
- Zona B – Zona productiva / Andesita silícea: Roca intrusiva de alta dureza con fracturación moderada.

Tabla 12 Parámetros por zona geomecánica

Zona	Litología principal	RMR estimado	RQD estimado (%)	UCS (MPa)	Fragmentación
<hr/>					
Andesita					
A	piroclástica compacta	65–35	50–75	130–180	Baja

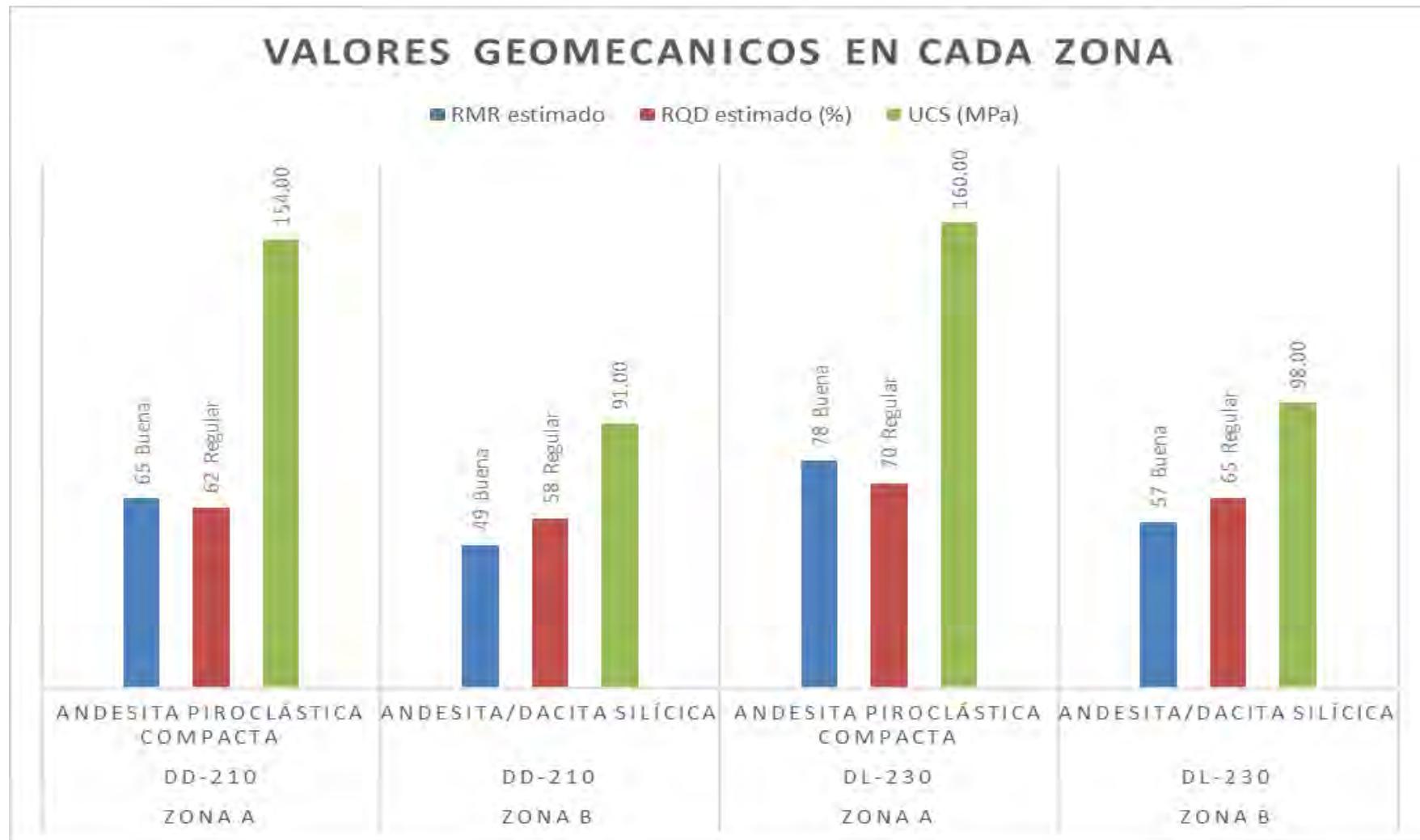
	Andesita/dacita			
B	silícica	55–25	45–60	90–130

Moderada

Referencia: CC. Geología U.M. Huancapetí

Además, los testigos de roca informan rangos de RQD 50–75 % en buena roca, reduciéndose a 35–45 % en zonas más fracturadas.

Figura 59 Valores Geomecánicos por Tipo de Roca, Zona y Equipo de Perforación

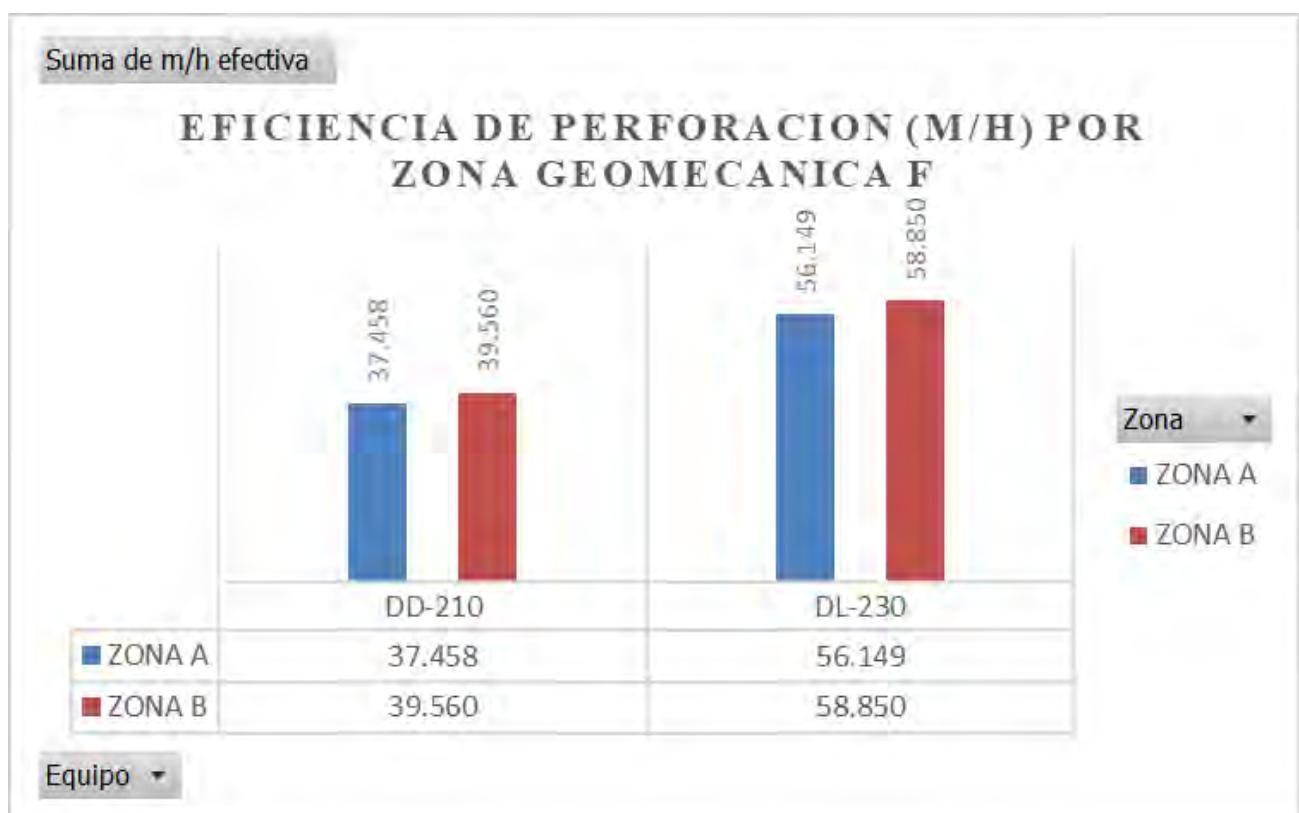


Fuente: Elaboración propia a partir de datos de campo

El gráfico anterior de barras ilustra la comparación de los valores geomecánicos —RMR (Rock Mass Rating), RQD (Rock Quality Designation) y UCS (Uniaxial Compressive Strength)— correspondientes a distintos tipos de roca: Andesita/Piroclástica Compacta y Andesita/Dacita Silícica, evaluadas en las zonas A y B. Asimismo, los resultados se relacionan con los equipos de perforación DD-210 y DL-230, mostrando tanto los valores cuantitativos obtenidos como su clasificación cualitativa (Buena o Regular) en función de los parámetros de RMR y RQD.

El siguiente gráfico de barras comparativas nos muestra la productividad de los equipos de perforación (DD-210 y DL-230) en términos de metros por hora (m/h) efectivos, desagregada por dos zonas de operación (Zona A y Zona B). La "m/h efectiva" es una métrica clave en operaciones de perforación, ya que refleja directamente la eficiencia operativa en el avance del trabajo.

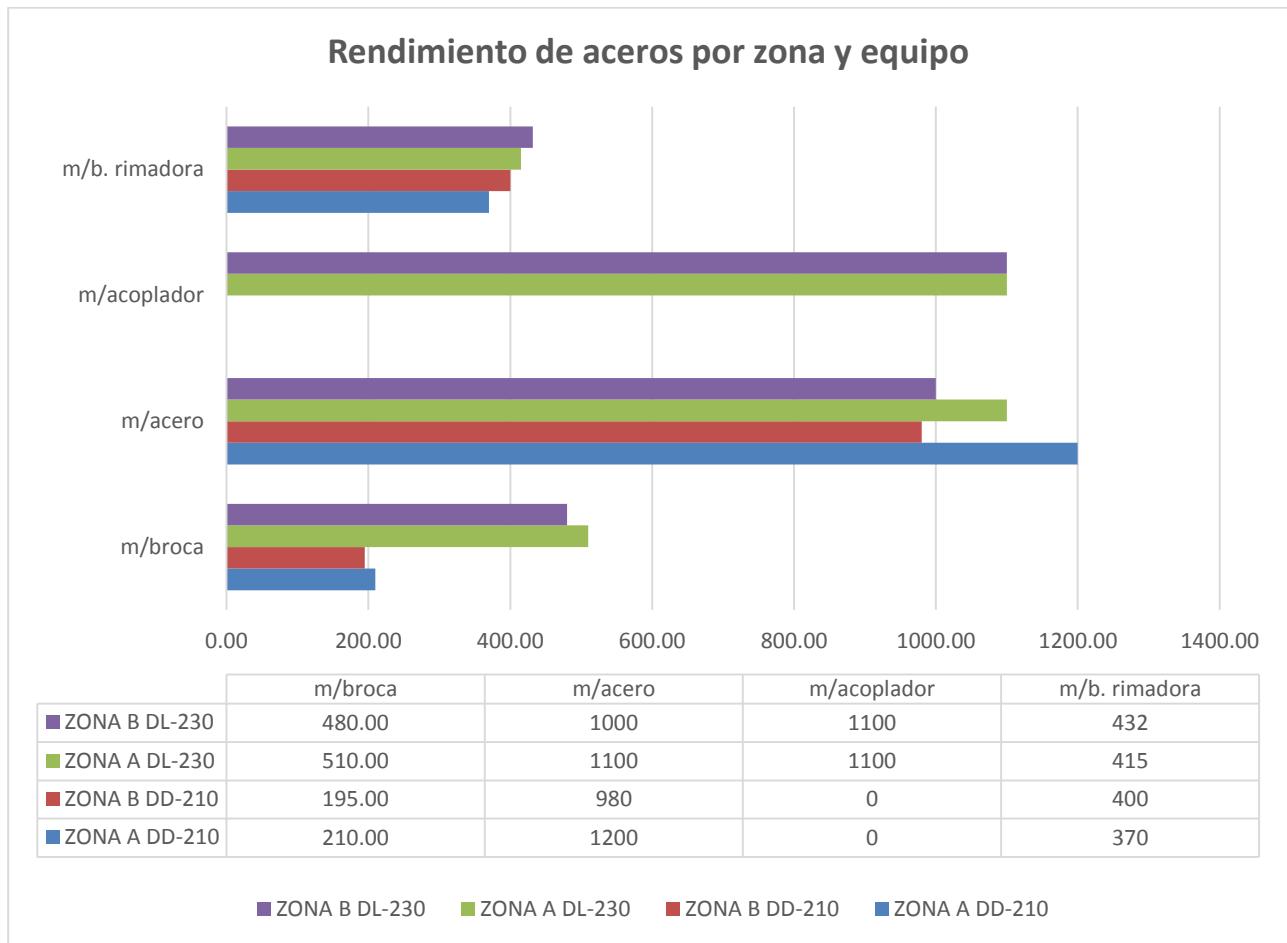
Figura 60 Comparación de Eficiencia de Perforación (m/h) por Equipo y Zona Geomecánica



Fuente: Elaboración propia a partir de datos de campo

El siguiente grafico nos proporciona información crucial sobre la vida útil de los componentes de perforación (brocas, aceros, acopladores y brocas rimadoras) en metros, desglosada por las mismas dos zonas geomecánicas (Zona A y Zona B) y los mismos equipos (DD-210 y DL-230).

Figura 61 Rendimiento Promedio de Aceros de Perforación por Componente, Zona Geomecánica y Equipo



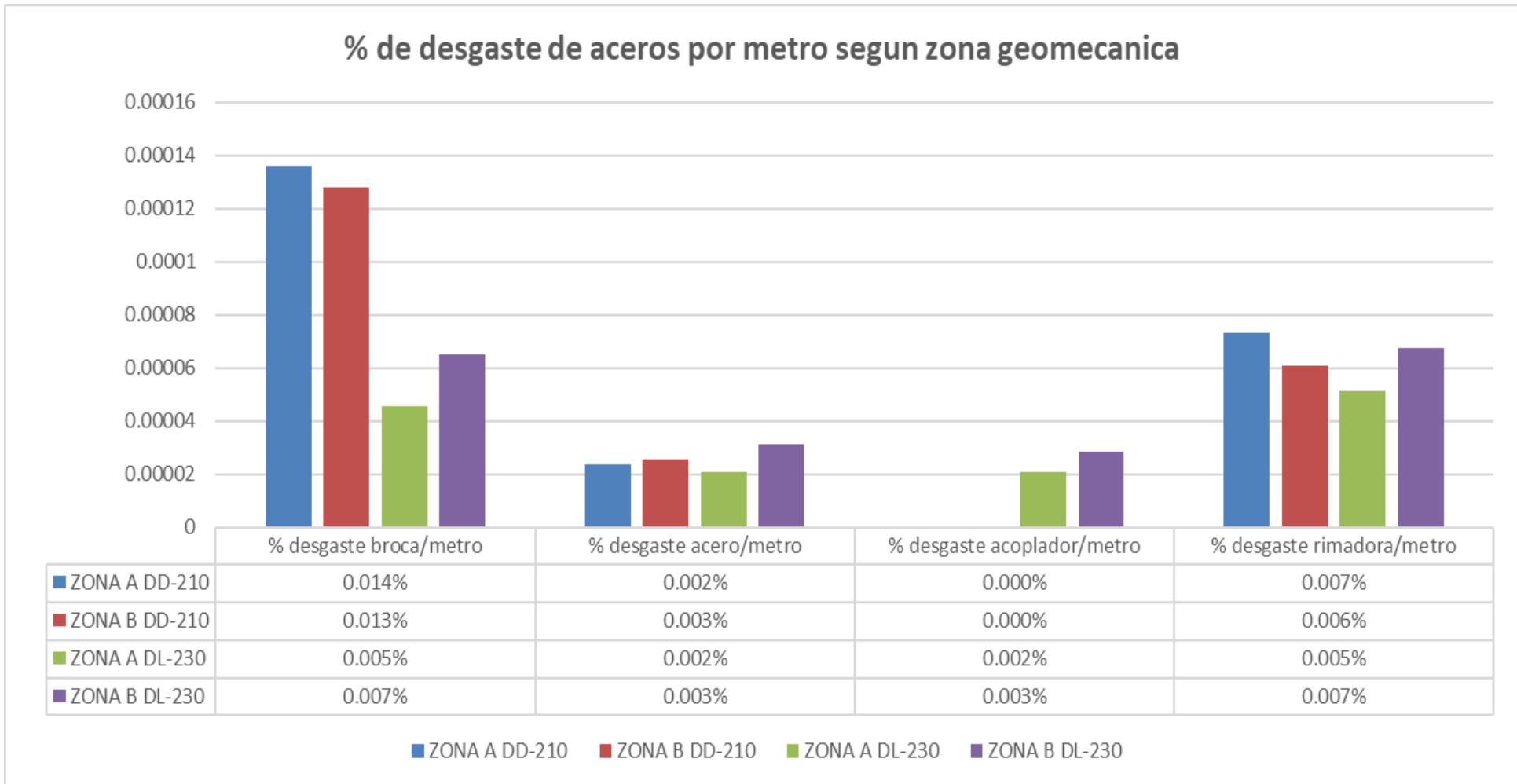
Fuente: Elaboración propia a partir de datos de campo

Para un análisis geomecánico, nos interesa la resistencia a la perforación y la abrasividad de la roca en cada zona, que se infiere del desgaste de los componentes. Un menor rendimiento en metros por unidad de acero (m/broca, m/acero, etc.) sugiere condiciones geomecánicas más desafiantes.

Mayor Severidad en Zona B (para brocas y aceros): En general, los datos de rendimiento de brocas y aceros sugieren que la Zona B presenta condiciones geomecánicas más desafiantes para la perforación que la Zona A. Esto se manifiesta en un menor rendimiento en metros para estos componentes. Esto podría deberse a:

- **Mayor Abrasividad de la Roca:** La Zona B podría contener formaciones rocosas con mayor resistencia a la compresión, mayor contenido de minerales abrasivos (como cuarzo), o una granulometría que acelera el desgaste.
- **Mayor Fracturación o Inestabilidad:** Si la roca está más fracturada en la Zona B, podría causar mayores vibraciones y golpes que desgastan los componentes de manera más rápida. Sin embargo, el rendimiento de los acopladores, que son sensibles a esto, es similar, lo que atenuaría esta hipótesis en ese punto.
- **Mayor Esfuerzo in-situ:** Podría haber mayores niveles de estrés en la Zona B, lo que aumenta la dificultad de perforación y el desgaste de los componentes.

Figura 62 Porcentaje de Desgaste de Componentes de Perforación por Metro Perforado, según Zona Geomecánica y Equipo



Fuente: Elaboración propia a partir de datos de campo

El gráfico y la tabla presentados ilustran el porcentaje de desgaste de los diferentes componentes de perforación (broca, acero, acoplador y broca rimadora) por cada metro perforado, categorizado por la zona geomecánica (Zona A y Zona B) y el equipo utilizado (DD-210 y DL-230). Esta métrica es crucial para entender la agresividad de la roca y la eficiencia del consumo de los materiales en función de las condiciones geomecánicas y el rendimiento del equipo. Un porcentaje de desgaste más alto por metro indica condiciones más abrasivas o duras para el componente específico.

4.3.2 Comparativa de rendimiento de aceros por tipo de equipo de perforación

La eficiencia de perforación representa un parámetro fundamental dentro del ciclo de minado, ya que permite cuantificar la productividad del equipo y del operador en función de las condiciones geomecánicas del terreno, el estado de los aceros de perforación, y las prácticas operativas implementadas en campo.

En esta investigación se analizó el rendimiento técnico de los equipos Sandvik DD-210 y Sandvik DL-230, empleados durante tres meses consecutivos en la veta Caridad. Los resultados fueron clasificados según el tipo de terreno intervenido (zonas de roca blanda, moderada y dura), permitiendo establecer comparaciones sobre la productividad y el desgaste observado.

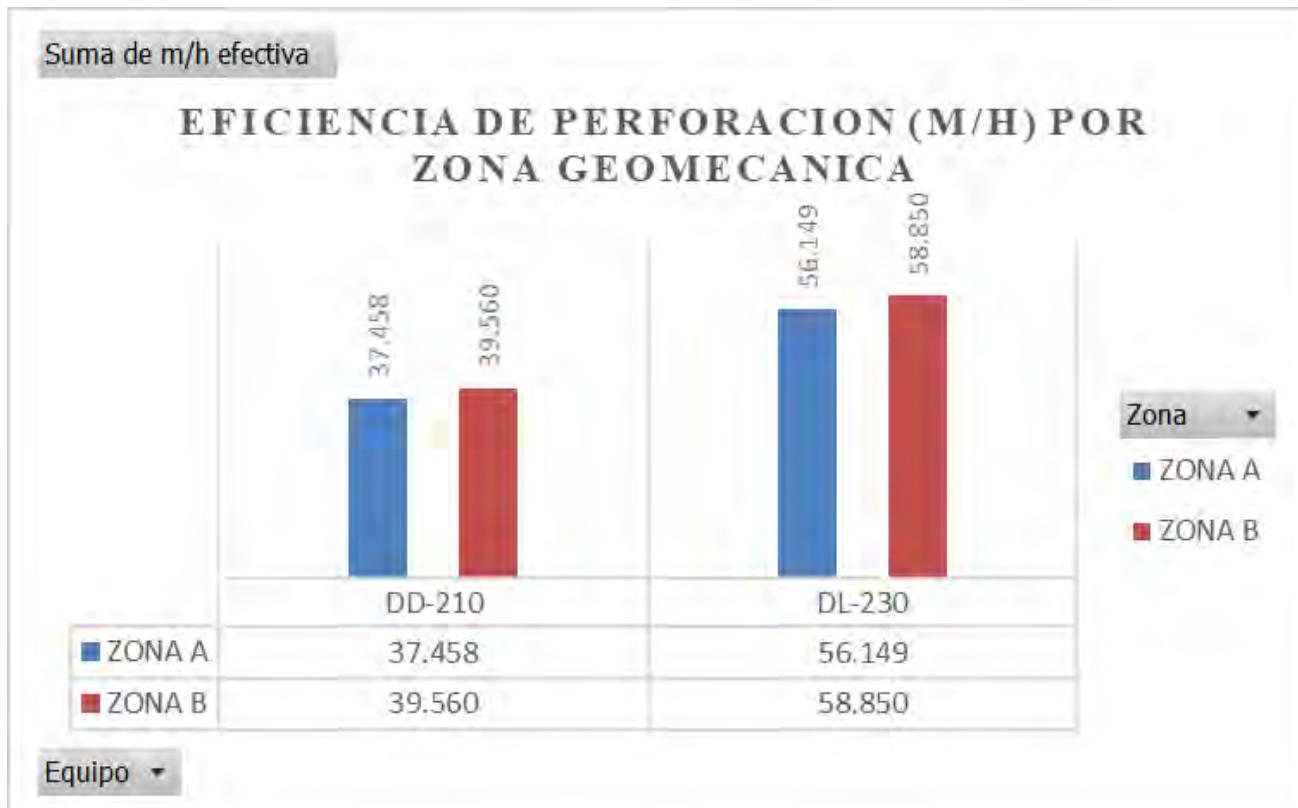
El rendimiento fue estimado en función de los siguientes registros operacionales:

- Reportes diarios de perforación por turno.
- Metros perforados en turnos de 12 horas.
- Horas efectivas de perforación (excluyendo tiempos improductivos por mantenimiento, traslado o fallas técnicas).

4.3.2.1 Comparación General entre Equipos:

En el siguiente grafico de muestra que el equipo DL-230 es consistentemente más productivo que el equipo DD-210 en ambas zonas.

Figura 63 Comparación de Eficiencia de Perforación (m/h) por Equipo y Zona Geomecánica



Fuente: Elaboración propia a partir de datos de campo

- DD-210 promedia alrededor de 38.5 m/h (37.458 en Zona A y 39.560 en Zona B).
- DL-230 promedia alrededor de 57.5 m/h (56.149 en Zona A y 58.850 en Zona B).

Ventaja Tecnológica/Capacidades del DL-230: La superioridad constante del equipo DL-230 sugiere que es un equipo con mayor capacidad, tecnología más avanzada, mayor potencia, o un diseño más eficiente para las tareas de perforación realizadas.

Podría tener mayor velocidad de rotación, mayor fuerza de empuje, mejor sistema de barrido o una combinación de factores.

Rendimiento por zona para cada equipo:

La diferencia de productividad es sustancial: el DL-230 es aproximadamente un 50% más eficiente en m/h efectivas que el DD-210.

1. Equipo DD-210:

- Zona A: 37.458 m/h
- Zona B: 39.560 m/h
- En este equipo, la Zona B es ligeramente más productiva que la Zona A (una diferencia de aproximadamente 2.1 m/h). Esto podría indicar condiciones de perforación ligeramente más favorables en la Zona B para el DD-210.

2. Equipo DL-230:

- Zona A: 56.149 m/h
- Zona B: 58.850 m/h
- Similar al DD-210, la Zona B también resulta ser más productiva para el DL-230 (una diferencia de aproximadamente 2.7 m/h). La tendencia de mayor productividad en la Zona B se mantiene para ambos equipos.

4.3.2.2 Equipo perforadora Sandvik DD-210 – Zona A y B

A. Rendimiento de perforación

Para el equipo Sandvik DD-210, se evaluó el rendimiento operativo durante tres meses de trabajo en las zonas A y B de la veta Caridad, que presentan características geomecánicas diferenciadas. La zona C corresponde a roca blanda, altamente fracturada, mientras que la zona B presenta una litología más compacta y resistencia media a la compresión.

El rendimiento fue calculado en base a los reportes diarios de avance, considerando los metros perforados por turno de 12 horas y el tiempo efectivo de perforación descontando paradas técnicas e improductivas.

Tabla 13 Rendimiento promedio de perforación Sandvik DD-210

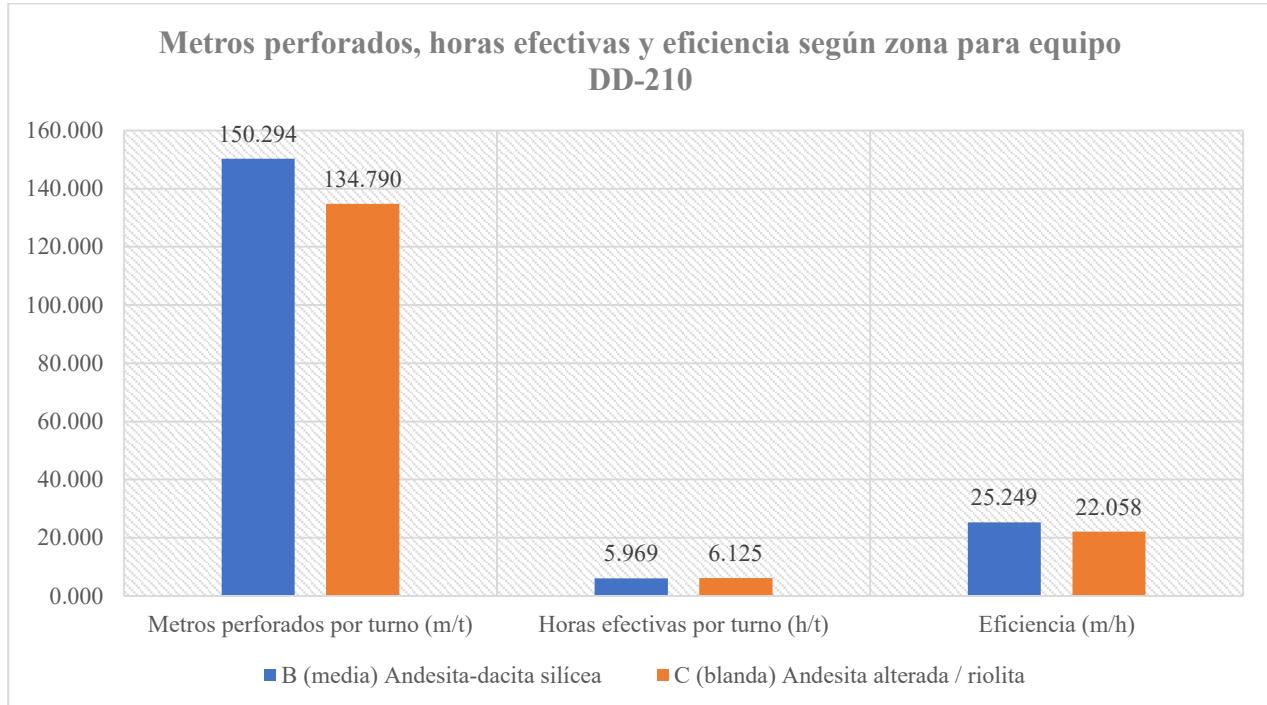
Zona	Tipo de roca	UCS estimado	Metros/turno	Horas efectivas	m/h efectiva
A(blanda)	Andesita alterada / riolita	40 – 80	149.552 m	6.12 h	24.43 m/h
B (media)	Andesita-dacita silícea	90 – 120	150.784 m	5.96 h	25.31 m/h

Fuente: Elaboración propia a partir de reportes diarios de perforación – U.M. Huancapetí, marzo a mayo 2024.

En la siguiente figura (65) compara la eficiencia de perforación entre la zona B (roca media) y la zona A (roca blanda) de la veta Caridad. A pesar de que la zona A presenta una menor resistencia a la compresión, su alta fracturación y mayor nivel de fragmentación generaron frecuentes contratiempos operativos, como desviaciones de taladros, atascos y pérdida de brocas. Estos factores repercutieron negativamente en la

eficiencia global (m/h), resultando en un rendimiento ligeramente inferior al observado en la zona B, donde el macizo rocoso mostró mayor estabilidad estructural.

Figura 64 Metros perforados, horas efectivas y eficiencia según zona para equipo DD-210



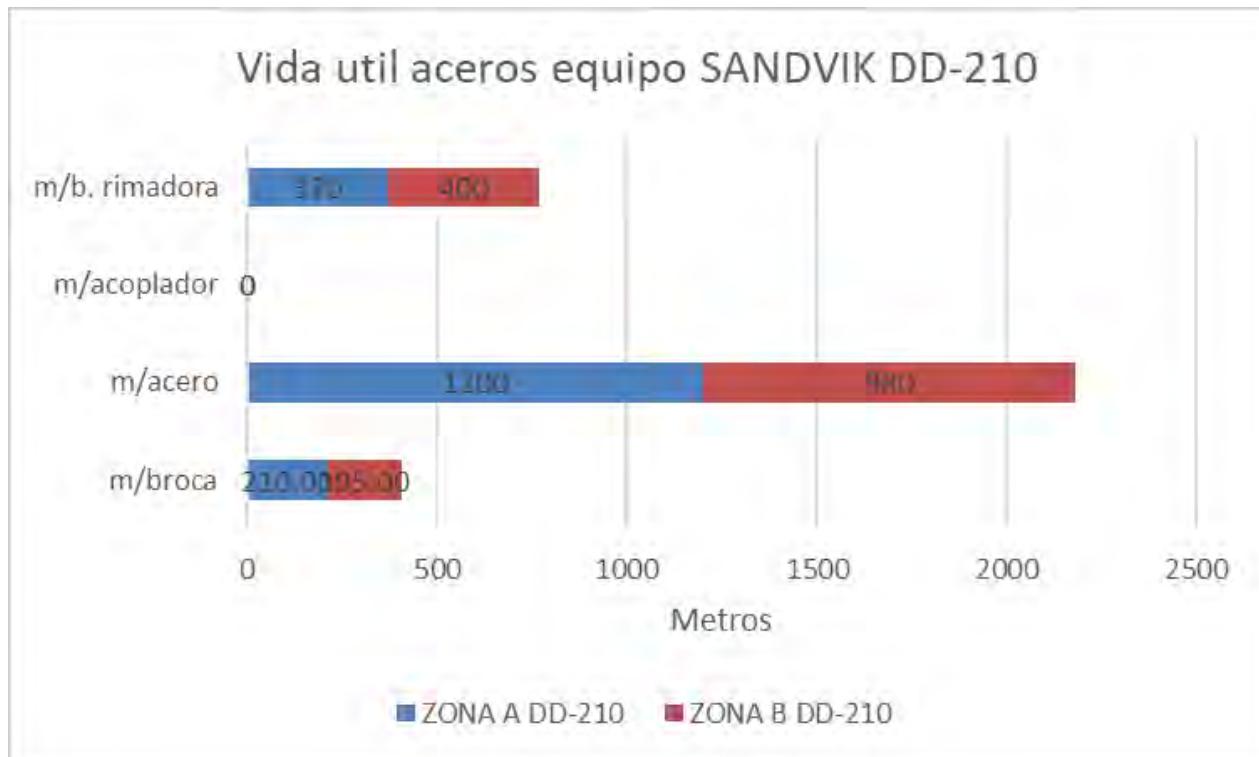
Fuente: Elaboración propia a partir de datos de campo

La eficiencia del DD-210 fue ligeramente superior en la zona B, lo cual puede atribuirse a una mejor cohesión del macizo, menor cantidad de detritos sueltos, y una mayor estabilidad del frente.

B. Vida útil de aceros

Este gráfico muestra la vida útil promedio en metros de los diferentes componentes de perforación (broca, acero, acoplador y broca rimadora) para el equipo Sandvik DD-210, diferenciado por la Zona A y la Zona B.

Figura 65 Vida Útil de Componentes de Perforación (Aceros) del Equipo Sandvik DD-210 por Zona



Fuente: Elaboración propia a partir de datos de campo

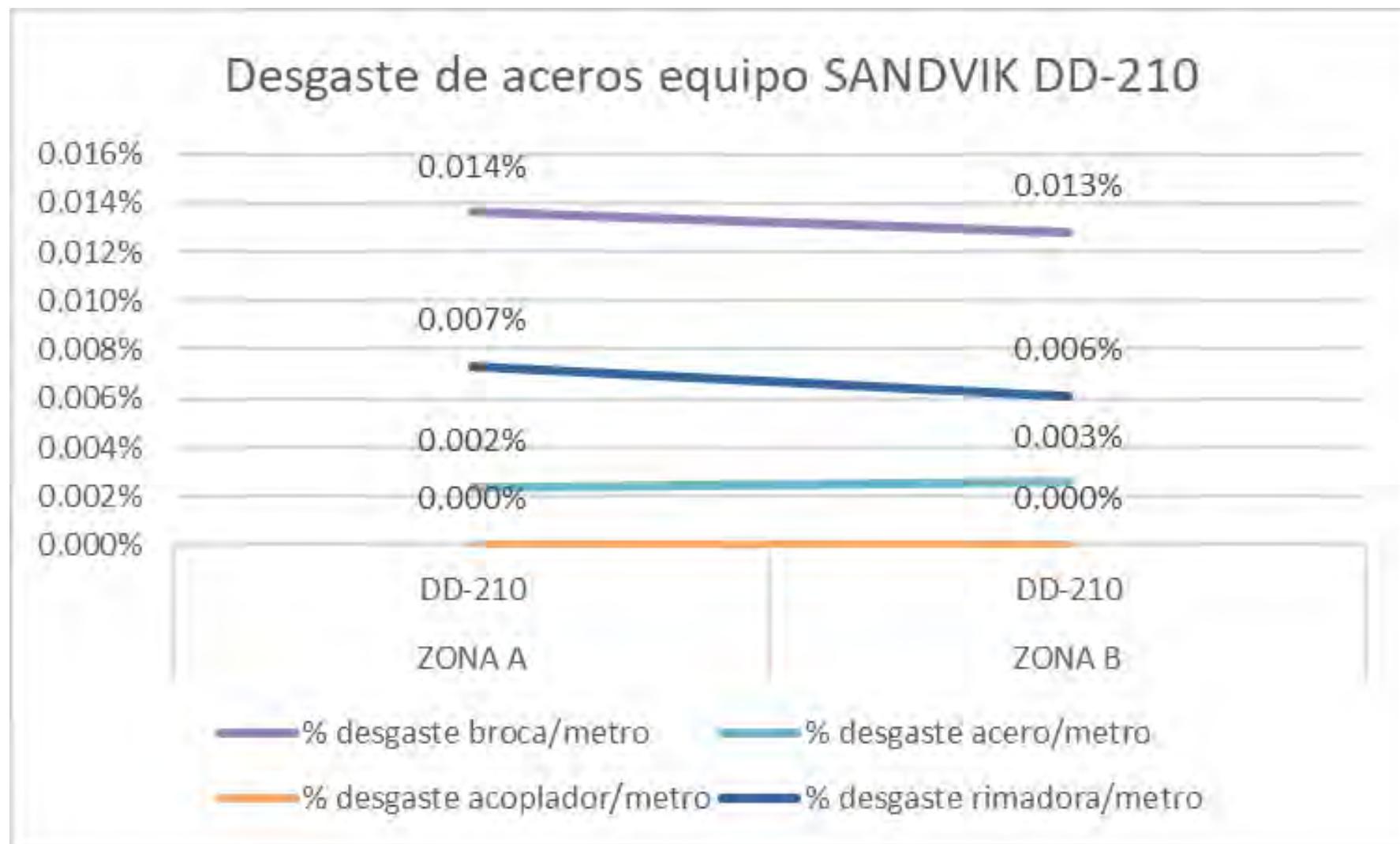
C. Desgaste de aceros

El desgaste de los aceros de perforación está directamente relacionado con las características geomecánicas del macizo rocoso, el tipo de broca empleada, las condiciones operativas del equipo y la experiencia del operador. En las labores de avance realizadas con el Jumbo Sandvik DD-210, se utilizaron barras de acero R32 MF H35 de 10' y 12' pies, junto con brocas botón esférico de 45 mm (7 botones), especialmente seleccionadas para enfrentar las condiciones geomecánicas del macizo rocoso de las zonas A y B.

Durante el periodo de evaluación (marzo a mayo 2024), se registraron los niveles de desgaste de las brocas y acopladores utilizados en las zonas A y B, diferenciando los siguientes indicadores clave:

- Frecuencia de cambio de broca por turno.
- Promedio de metros perforados por broca.
- Porcentaje de desgaste visible (según bitácora de inspección).
- Vida útil estimada (m/broca).

Figura 66 Desgaste de brocas en zonas A y B – Equipo DD-210



Fuente: Bitácoras de perforación y reportes técnicos – U.M. Huancapetí, marzo-mayo 2024.

4.3.2.3 Equipo Sandvik DL-230 – Zona B y A

A. Rendimiento de perforación

El equipo Sandvik DL-230 fue utilizado principalmente en zonas de roca dura y media dentro de la veta Caridad, específicamente en las zonas A y B. Estas zonas presentan condiciones geomecánicas más exigentes, como una resistencia a la compresión uniaxial (UCS) superior a 120 MPa y un índice de calidad de la roca (RQD) mayor a 70 %, lo cual afecta directamente la eficiencia de perforación y el desgaste de los aceros.

Los datos fueron recopilados de reportes diarios de campo durante los meses de marzo, abril y mayo 2024, procesados y validados en gabinete.

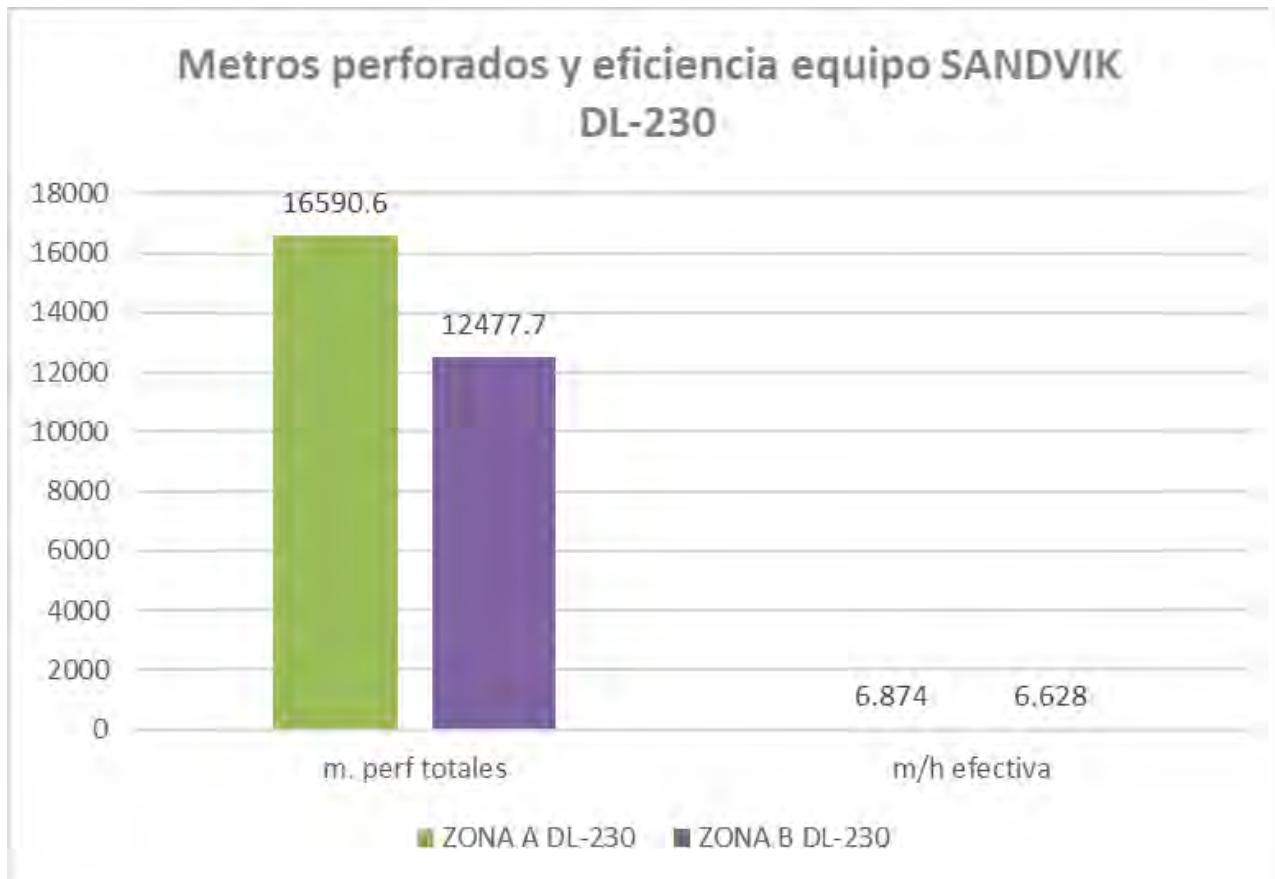
Tabla 14 Rendimiento promedio de perforación – Sandvik DL-230

Zona	UCS (MPa)	estimado	RQD (%)	m/turno promedio	Horas efectivas/turno	m/h efectiva
B (media)	90–120		45–60	157.220	5.770 h	27.25 m/h
A (dura)	130–180		65–80	121.446	5.440 h	22.32 m/h

Fuente: Elaboración propia a partir de reportes diarios – Marzo a mayo 2024, U.M. Huancapetí.

En la siguiente figura (68) de barras presenta el total de metros perforados y la eficiencia de perforación (metros por hora efectiva) para el equipo Sandvik DL-230, desglosado por la Zona A y la Zona B.

Figura 67 Metros Perforados y Eficiencia del Equipo Sandvik DL-230 por Zona



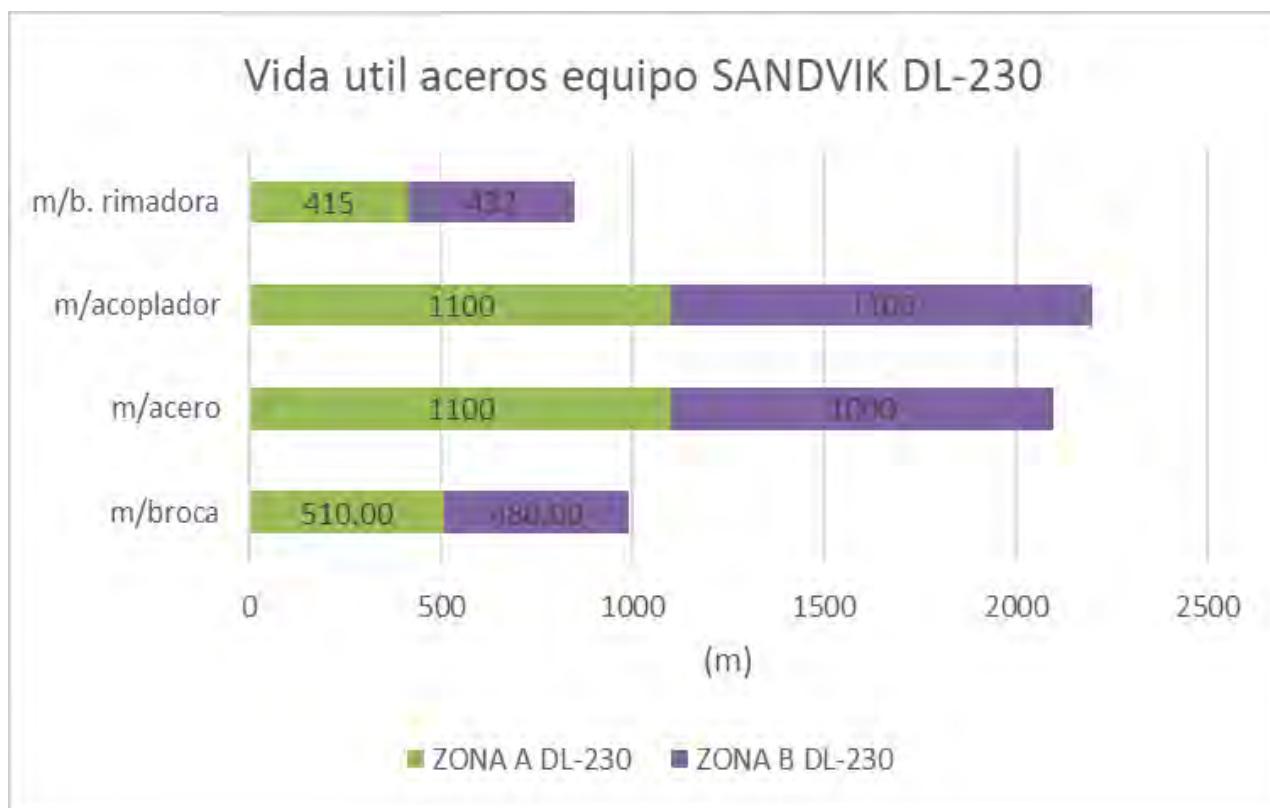
Fuente: Elaboración propia a partir de datos de campo

El equipo Sandvik DL-230 mantiene un rendimiento operativo óptimo en condiciones medias, pero muestra una disminución significativa en zonas de alta dureza y baja fracturación, afectando no solo la eficiencia horaria, sino también la vida útil de los aceros de perforación. Esta variación será evaluada en detalle en los resultados técnicos observados (Capítulo 5), donde se analizará su impacto en los costos operativos y desgaste de herramientas.

B. Vida útil aceros

Este gráfico de barras apiladas ilustra la vida útil en metros de diferentes componentes de perforación (broca, acero, acoplador y broca rimadora) del equipo Sandvik DL-230, diferenciando el rendimiento obtenido en la Zona A y la Zona B.

Figura 68 Vida Útil de Componentes de Perforación (Aceros) del Equipo Sandvik DL-230 por Zona

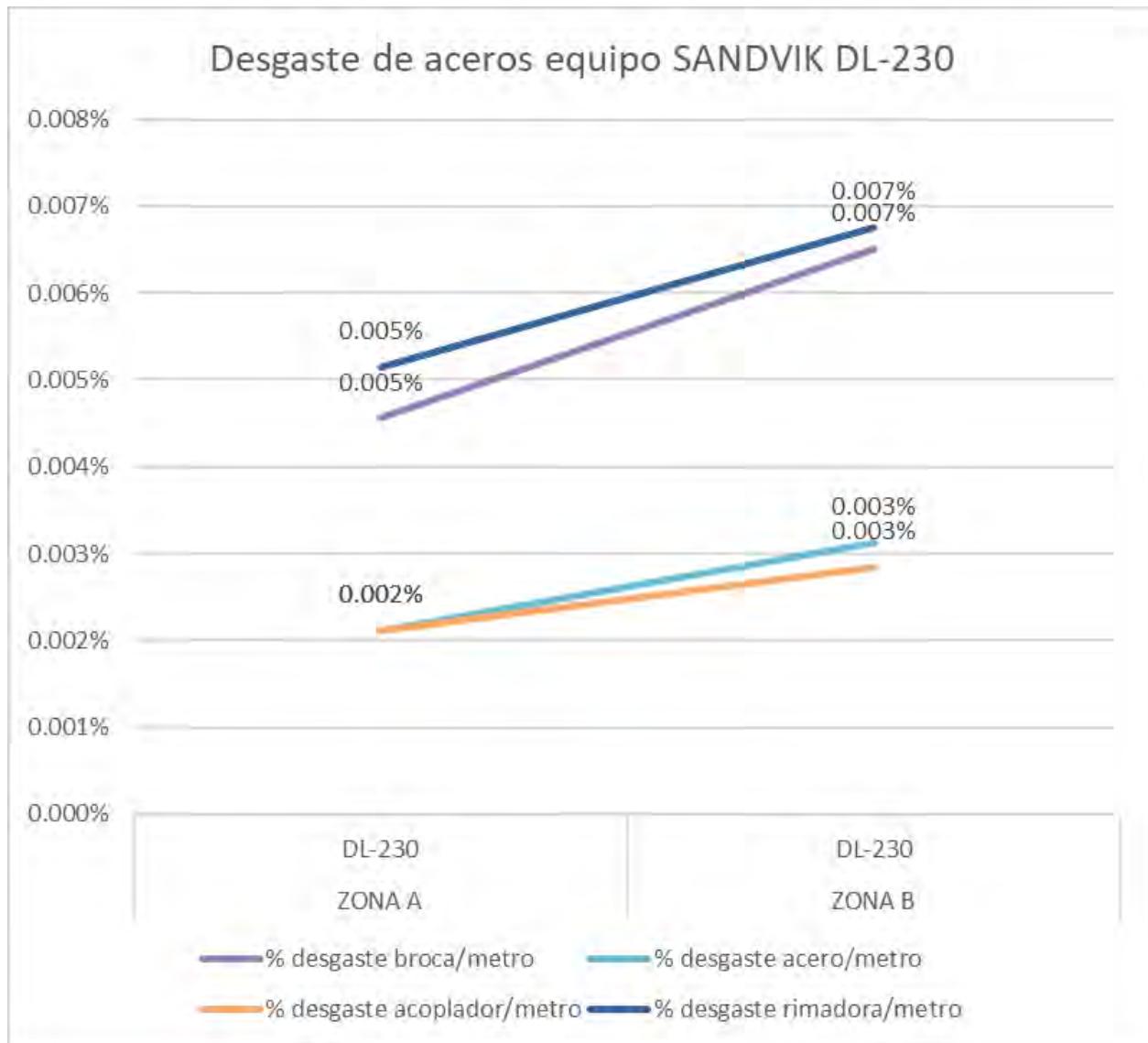


Fuente: Elaboración propia a partir de datos de campo

C. Desgaste de aceros

Durante el periodo de estudio de tres meses (marzo – mayo 2024), el equipo DL-230 operó principalmente en zonas de roca dura (Zona A) y media (Zona B) de la veta Caridad. En estas zonas se analizaron indicadores clave del desgaste de herramientas de perforación: cantidad de brocas usadas, vida útil por broca, frecuencia de cambio, y porcentaje de desgaste estimado según condiciones geomecánicas.

Figura 69 Desgaste de brocas utilizadas en el equipo Sandvik DL-230



Fuente: Elaboración propia a partir de bitácoras de perforación, marzo–mayo 2024, U.M. Huancapetí.

4.4 Costos de perforación

4.4.1 Fundamento del indicador técnico-económico

El Costo Total de Perforación (TDC) representa un indicador técnico-económico clave para evaluar el desempeño y eficiencia operativa del proceso de perforación en minería subterránea. Este indicador incluye tanto el costo de la herramienta (broca) como el

costo operativo por hora del equipo, y se expresa como costo por metro lineal perforado (US\$/m).

$$\begin{aligned}
 TDC \left(\frac{\text{US\$}}{m} \right) = & \frac{\text{Precio broca (US\$)}}{\text{Vida util broca(m)}} + \frac{\text{Precio barreno (US\$)}}{\text{Vida util barreno(m)}} + \frac{\text{Precio acoplador (US\$)}}{\text{Vida util acoplador(m)}} \\
 & + \frac{\text{Precio broca rimadora (US\$)}}{\text{Vida util broca rimadora(m)}} \\
 & + \frac{\text{Costo horario de perforacion (US\$/h)}}{\text{Velocidad de penetracion(m/h)}}
 \end{aligned}$$

4.4.2 Costos asumidos en la operación

Para calcular el Costo Total de Perforación (CTP) en las zonas evaluadas, se consideraron los principales insumos y recursos utilizados durante las operaciones con los equipos Sandvik DD-210 y Sandvik DL-230, incluyendo el costo de herramientas de perforación (brocas, barras, acopladores), así como el costo operativo por hora de los equipos.

Los valores asumidos en esta sección corresponden a precios referenciales obtenidos de proveedores técnicos, catálogos comerciales actualizados y reportes técnicos.

La siguiente tabla resume los valores considerados:

Tabla 15 costos referenciales de componentes y operación de perforación

elemento	valor referencial	Fuente / Observación
Costo de broca 45 mm	\$24.00	Precio por mayor, rosca R32 45 mm
Costo de broca 64 mm	\$120.00	Mayor tamaño y resistencia
Costo de broca rimadora	\$69.00	para R32 102 mm
Costo de broca rimadora	\$190.00	para T45 102 mm
Costo por hora DD-210	20 \$/h	Estimado para jumbos pequeños

Costo por hora DL-230	43 \$/h	Estimado para jumbos producción
Barra T45 MF 14 ft	170 \$/und	Precio promedio proveedores ABB
Barra R32 MF 12 f	150 \$/und	Precio promedio proveedores ABB
Acoplador T45–T45	109 \$/und	Datos de Crowder Supply
Acoplador R32–R32	50 \$/und	Datos de Crowder Supply

Fuente: Elaboración propia a partir de datos de proveedores y estimaciones

4.4.3 Costo Total de Perforación (TDC) por zona y equipo

El **Costo Total de Perforación (TDC)** se expresa en dólares por metro lineal perforado (USD/m) y es una métrica clave para evaluar el desempeño económico de cada equipo en distintas zonas geomecánicas. Este indicador incorpora variables operativas como:

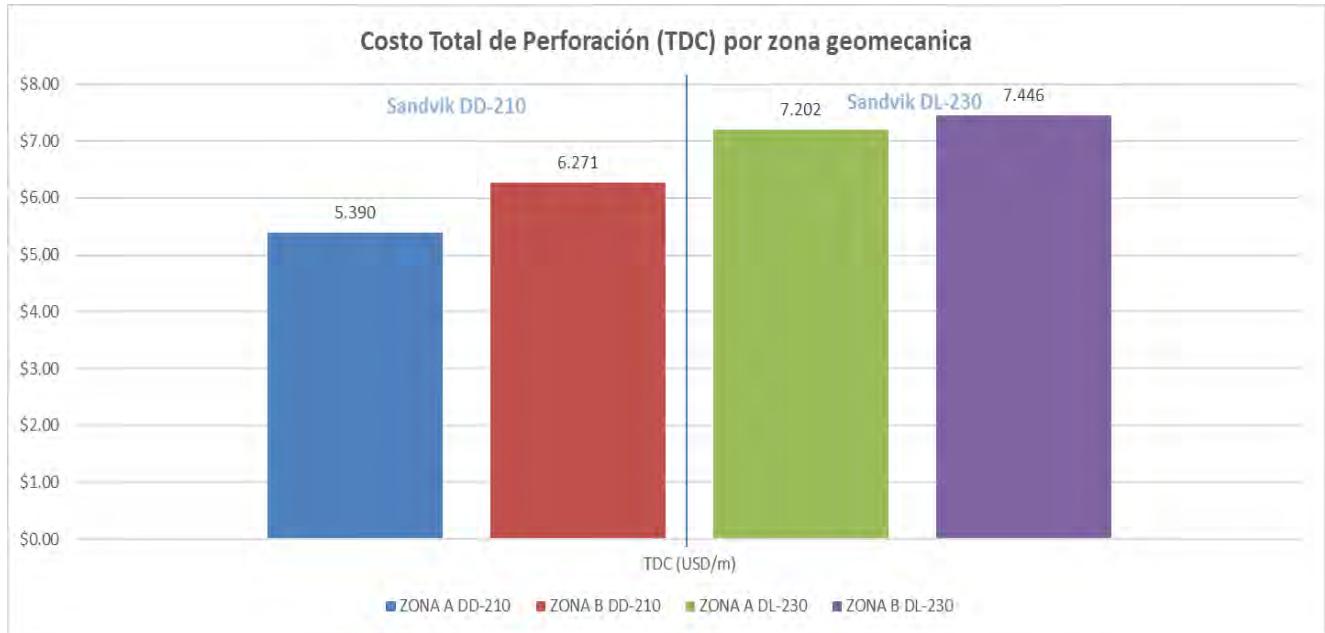
- El **tipo y costo de la broca** empleada.
- La **vida útil** de la broca en función del desgaste observado (m/broca).
- La **velocidad efectiva de perforación** (m/h) por equipo y zona.
- El **costo operativo por hora** del equipo perforador (USD/h).

Figura 70 Costos Unitarios y Costo Total de Perforación por Metro (TDC) según Zona y Equipo

Zona	Equipo	\$/m broca	\$/m acero	\$/m acoplador	\$/m b. rimadora	TDC (USD/m)
ZONA A	DD-210	0.114	0.125	0.000	0.186	5.390
ZONA B	DD-210	0.123	0.153	0.000	0.173	6.271
ZONA A	DL-230	0.235	0.155	0.099	0.458	7.202
ZONA B	DL-230	0.250	0.170	0.099	0.440	7.446

Fuente: Elaboración propia en base a datos técnicos y operativos – U.M. Huancapetí, 2024.

Figura 71 Costo Total de Perforación (TDC) por Zona Geomecánica y Equipo



Elaboración propia a partir de datos de costos y producción.

Se evidenció que el costo por metro perforado es más alto en zonas con roca más dura (Zona A), lo cual se debe a una menor velocidad de penetración y mayor desgaste de herramientas. Las zonas intermedias como B ofrecieron el mejor balance entre rendimiento y costo, lo cual será clave para las recomendaciones operativas.

4.4.4 Relación técnica-económica entre desgaste de herramientas y TDC

El desgaste de las herramientas de perforación, particularmente de las brocas y barras, representa un componente significativo en el costo total de operación, no solo por su valor de reposición, sino por su impacto en la continuidad y eficiencia del ciclo operativo. La frecuencia de cambio de herramientas influye directamente en:

- La vida útil efectiva de las brocas (m/broca).
- El número de brocas necesarias por frente perforado.
- El tiempo improductivo asociado al cambio de herramientas.

- La carga económica acumulada por desgaste acelerado, especialmente en zonas con mayor abrasividad o UCS elevado.

En este estudio, se observó que las zonas de roca más compacta (como la zona A) provocan un mayor desgaste, disminuyendo la vida útil promedio de las brocas. Esto eleva el costo unitario de perforación, aun cuando la velocidad de avance se mantenga dentro de rangos aceptables.

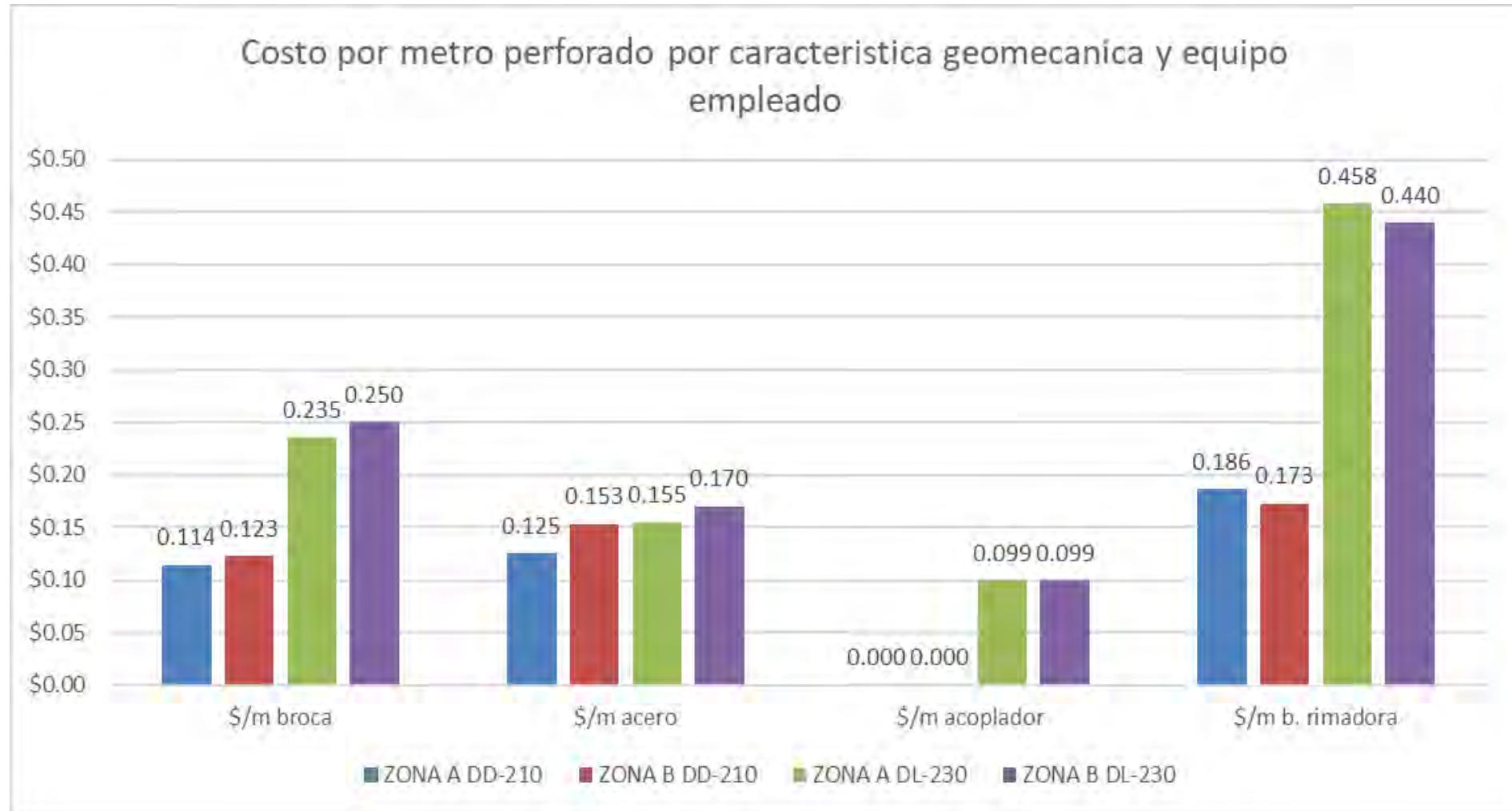
Por ejemplo:

En la zona A, el equipo DL-230 usó brocas de 64 mm con una vida útil de 510 metros, mientras que en la zona B esta vida útil descendió a 480 metros. Aunque la diferencia parece menor, el costo por unidad de broca (\$120) genera un incremento acumulativo notable en operaciones de largo plazo.

En el caso del equipo DD-210 con brocas de 45 mm, la vida útil pasó de 210 m (zona A) a 195 m (zona B), afectando negativamente el TDC incluso con una mejora en la velocidad (m/h).

Estas variaciones reflejan que el desgaste acelerado de herramientas en zonas más duras o abrasivas aumenta significativamente el TDC, y por ende, deben considerarse estrategias de selección y rotación de herramientas, junto con programas de inspección y reemplazo más ajustados.

Figura 72 Costos Unitarios de Componentes de Perforación por Metro según Tipo de Componente, Zona y Equipo



Fuente: Elaboración propia a partir de datos de costos y producción

CAPITULO V:

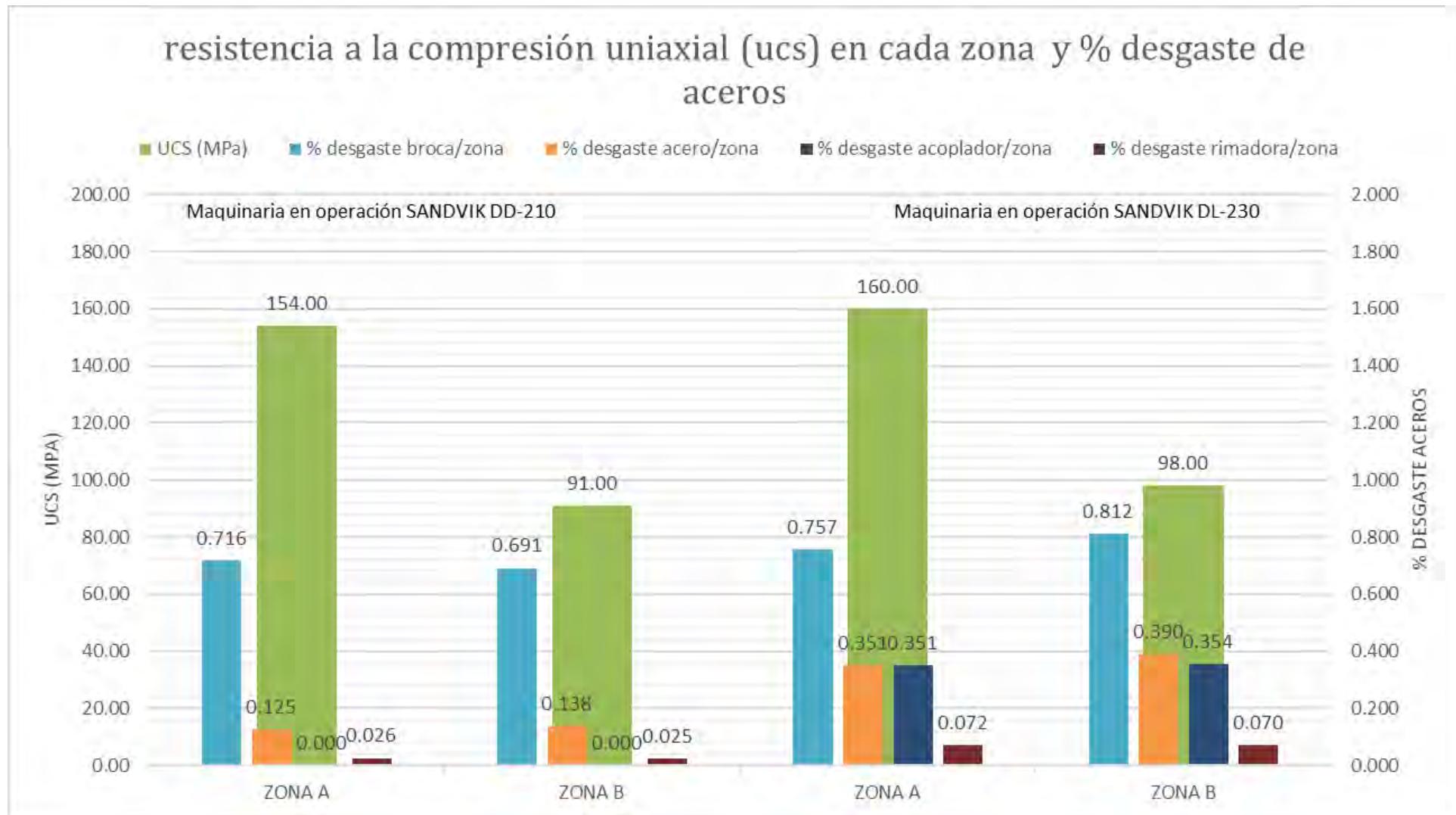
ANALISIS DE RESULTADOS Y DISCUSIÓN

5.1 Análisis de resultados

5.1.1 Relación entre dureza de la roca y desgaste de aceros

El siguiente gráfico compara la Resistencia a la Compresión Uniaxial (UCS) en MPa (eje Y izquierdo) y el porcentaje de desgaste de broca, acero, acoplador y rimadora por zona (eje Y derecho) para dos tipos de maquinaria: SANDVIK DD-210 y SANDVIK DL-230.

Figura 73 Comparación de Resistencia a la Compresión Uniaxial (UCS) y Porcentaje de Desgaste de Aceros de Perforación por Equipo y Zona Geomecánica



Fuente: Producción propia basada en la información recopilada en campo.

La Zona A es consistentemente más dura que la Zona B, tanto para la SANDVIK DD-210 (154 MPa vs 91 MPa) como para la SANDVIK DL-230 (160 MPa vs 98 MPa).

La broca es consistentemente el elemento con mayor porcentaje de desgaste en todas las zonas y para ambas maquinarias.

La SANDVIK DL-230 experimenta un desgaste significativamente mayor en el acero y el acoplador en ambas zonas (A y B) en comparación con la SANDVIK DD-210, a pesar de que la diferencia de UCS entre máquinas no es drástica para zonas similares. Esto sugiere que la DL-230 podría ser más agresiva con el acero y el acoplador o que está siendo utilizada en condiciones que promueven su desgaste.

En la SANDVIK DL-230, la Zona B (menos dura en UCS) presenta los mayores desgastes en broca y acero, lo que es un punto a investigar. Podría deberse a una mayor abrasividad del material, mayor densidad de fracturas, o condiciones de perforación específicas en esa zona que afectan el rendimiento del acero.

Como se muestra en la Figura 53 y Figura 56, se presenta una comparación porcentual del desgaste por metro perforado tanto para brocas como para aceros de perforación, diferenciando por tipo de equipo y zona geomecánica. A continuación, se describen los hallazgos clave:

a) Desgaste de Broca por Metro:

Equipos DD-210: Muestran el mayor desgaste de broca por metro (0.014% en Zona A y 0.013% en Zona B). Esto es significativamente más alto que los equipos DL-230.

Equipos DL-230: Presentan un desgaste de broca mucho menor (0.005% en Zona A y 0.007% en Zona B).

Esto sugiere que las brocas utilizadas con el equipo DL-230 son considerablemente más duraderas o adecuadas para las condiciones de perforación que las brocas del DD-210, o que el DL-230 opera bajo parámetros que minimizan el desgaste de la broca. La Zona A parece ser ligeramente más agresiva para la broca del DD-210, mientras que la Zona B es más agresiva para la broca del DL-230.

b) Desgaste de Acero (barreno) por Metro:

Los porcentajes de desgaste para el acero son mucho menores que los de la broca, indicando que las barras de acero son más resistentes al desgaste por abrasión que la broca misma. Y varian de:

- DD-210: Presenta un desgaste del 0.002% en Zona A y 0.003% en Zona B.
- DL-230: Presenta un desgaste del 0.002% en Zona A y 0.003% en Zona B.

Hay una notable similitud en el desgaste de acero por metro entre ambos equipos y zonas. La Zona B muestra un desgaste ligeramente superior para ambos equipos (0.003% vs 0.002%). Esto refuerza la idea de que la Zona B presenta condiciones geomecánicas marginalmente más exigentes para el acero de perforación (posiblemente roca más dura o abrasiva, o mayores vibraciones transmitidas a la barra).

c) Desgaste de Acoplador por Metro:

Los valores de desgaste del acoplador son los más bajos de todos los componentes, llegando al 0.000% o 0.002-0.003%.

La durabilidad de los acopladoreos en el DD-210 (0.000%) no se presenta ya que no se requieren en labores de taladros comunes. El hecho de que el DL-230 muestre un desgaste mínimo pero existente (0.002-0.003%) podría sugerir una ligera diferencia en la transmisión de energía o vibración a través del acoplador en este equipo, o

simplemente el nivel de precisión del registro. En general, este componente parece ser muy resistente al desgaste en ambas zonas.

d) Desgaste de Broca Rimadora por Metro:

Los porcentajes de desgaste de la broca rimadora son los segundos más altos después de la broca de perforación principal. Y varían de:

- DD-210: 0.007% en Zona A y 0.006% en Zona B.
- DL-230: 0.005% en Zona A y 0.007% en Zona B.

Para el DD-210, la Zona A tiene un desgaste ligeramente mayor. Para el DL-230, la Zona B muestra un desgaste más alto. Esto sugiere que las condiciones que afectan el rimado son variables y no siguen un patrón tan claro entre zonas como en otros componentes. Podría ser una indicación de la variabilidad en la formación o la necesidad de rimado en las diferentes zonas/operaciones.

5.1.2 Interpretación técnica de resultados

La evaluación del desgaste de los aceros de perforación en relación con las características geomecánicas de las Zonas A y B, utilizando equipos SANDVIK DD-210 y SANDVIK DL-230, revela patrones específicos que son cruciales para la planificación y optimización de las operaciones mineras.

5.1.2.1 Desgaste Relacionado con la Dureza de la Roca (UCS)

La Zona A es consistentemente más dura (mayor UCS) que la Zona B para ambos equipos. A pesar de esto, se observan particularidades en el desgaste:

- La broca es el componente con mayor desgaste en todas las condiciones.
- El equipo SANDVIK DL-230 muestra un desgaste significativamente mayor en el acero y el acoplador en ambas zonas, en comparación con el SANDVIK DD-

210. Esto sugiere que el DL-230 podría operar con una mayor agresividad o bajo condiciones que intensifican el desgaste de estos componentes, independientemente de la dureza de la roca.

- Un punto clave a investigar es que en el SANDVIK DL-230, la Zona B (menos dura) presenta mayores desgastes en broca y acero. Esto indica que el desgaste no se correlaciona únicamente con la dureza de la roca (UCS). Factores como la abrasividad del material, la densidad de fracturas o condiciones de perforación específicas en la Zona B podrían ser los verdaderos impulsores de este mayor desgaste.

5.1.2.2 Desgaste Porcentual por Metro Perforado

Al analizar el desgaste por metro perforado para cada componente, se observa lo siguiente:

Broca: Los equipos DD-210 tienen un desgaste de broca por metro significativamente mayor (0.014% en Zona A, 0.013% en Zona B) que los equipos DL-230 (0.005% en Zona A, 0.007% en Zona B). Esto sugiere que las brocas del DL-230 son más adecuadas o duraderas, o que el DL-230 opera con parámetros que minimizan el desgaste de la broca.

Acero (barra): El desgaste del acero es mucho menor que el de la broca, indicando una mayor resistencia inherente. La similitud en el desgaste del acero entre ambos equipos y zonas (0.002%-0.003%) es notable, con un ligero aumento en la Zona B. Esto refuerza la idea de que la Zona B, aunque menos dura en UCS, presenta condiciones marginalmente más exigentes para el acero, posiblemente por mayor abrasividad o vibraciones.

Acoplador: Presenta los valores de desgaste más bajos (0.000% o 0.002-0.003%). La mínima presencia de desgaste en el DL-230 podría indicar sutiles diferencias en la transmisión de energía o una mayor precisión en el registro, pero en general, es un componente muy resistente.

Broca Rimadora: El desgaste de la broca rimadora es el segundo más alto. En el DD-210, la Zona A es ligeramente más agresiva, mientras que en el DL-230, la Zona B muestra mayor desgaste. Esto sugiere que las condiciones que afectan el rimado son variables y no siguen un patrón de dureza de roca tan directo como otros componentes, posiblemente reflejando variabilidad en la formación o necesidades de rimado específicas.

5.1.3 Evaluación del Costo Asociado al Desgaste de Aceros de Perforación

El presente apartado analiza el costo generado por el desgaste de los aceros de perforación, en función de los datos operativos registrados en las zonas A y B, utilizando los equipos Sandvik DD-210 y DL-230. El análisis se enfoca en los costos derivados del consumo de brocas, barras y acopladores, relacionándolos directamente con la vida útil alcanzada por cada componente.

5.1.3.1 Precios, cantidades y vida útil de aceros de perforación

Para analizar el costo asociado al desgaste de los aceros de perforación, se consideraron los siguientes cuatro componentes clave: **brocas, aceros (barrenos), acopladores y brocas rimadoras**. Los costos fueron calculados a partir del **precio unitario** de cada componente y la **cantidad utilizada** por zona y por equipo.

a) Precios de los componentes

Los precios unitarios fueron proporcionados por el área de logística o presupuestos operativos de la unidad minera. Se resumen en la siguiente tabla:

Figura 74 Precios de Componentes de Perforación por Tipo de Equipo

Zona	Equipo	Precio broca	Precio acero	Precio acoplador	Precio b. rimadora
ZONA A	DD-210	\$24.00	150 \$/und	0	\$69.00
ZONA B	DD-210	\$24.00	150 \$/und	0	\$69.00
ZONA A	DL-230	\$120.00	170 \$/und	109 \$/und	\$190.00
ZONA B	DL-230	\$120.00	170 \$/und	109 \$/und	\$190.00

Fuente: Producción propia basada en información de proveedores y cálculos estimativos.

b) Cantidads utilizadas por zona y equipo

Se observa que el equipo DL-230 es el que más herramientas utilizó en ambas zonas, especialmente en la Zona A, donde se usaron 33 brocas, 15 aceros y 15 acopladores, reflejando una mayor intensidad operativa o mayores exigencias de perforación.

En contraste, el DD-210, al operar con brocas de menor diámetro, utilizó significativamente menos componentes, especialmente en acopladores, los cuales no fueron requeridos en ninguna de las zonas para este equipo.

En cuanto a zonas geomecánicas, la Zona A en DL-230 fue la que presentó el mayor consumo total de herramientas, lo que podría asociarse a mayor longitud perforada o condiciones operativas más exigentes.

Figura 75 Cantidad de Componentes de Perforación Usados por Zona y Equipo

Zona	Equipo	# de brocas usados	# de aceros usados	# de acopladores usados	# de brocas rimadoras
ZONA A	DD-210	25	4	0	1
ZONA B	DD-210	28	6	0	1

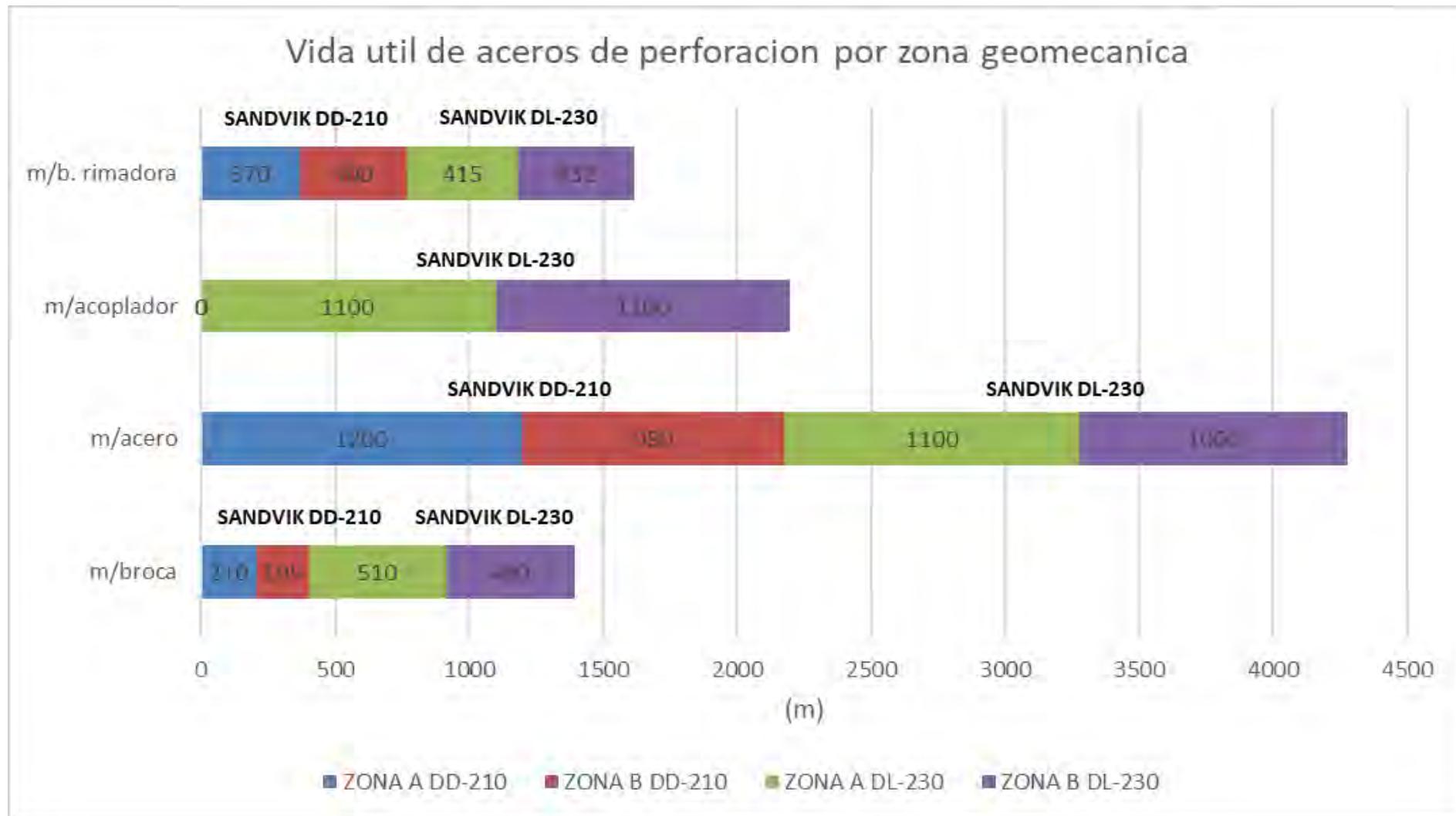
ZONA A	DL-230	33	15	15	3
ZONA B	DL-230	26	12	11	2

Fuente: Producción propia basada en los datos de consumo de aceros.

c) Vida útil de los componentes (en metros perforados)

En cuanto a la vida útil, los componentes del DL-230 mostraron un rendimiento superior respecto al DD-210, especialmente las brocas, alcanzando hasta 510 metros por unidad en Zona A frente a los 210 metros del DD-210. Las barras de acero y acopladores del DL-230 también presentaron una mayor durabilidad (1000–1100 m por unidad), mientras que el DD-210 registró una vida útil del acero menor, entre 980 y 1200 metros. En general, los componentes utilizados por el DL-230 tienen una mayor vida útil promedio, lo que podría compensar parcialmente su mayor costo unitario y reflejar una mejor adaptación a condiciones de perforación más agresivas.

Figura 76 Vida Útil Consolidada de Componentes de Perforación (Aceros) por Tipo, Zona Geomecánica y Equipo



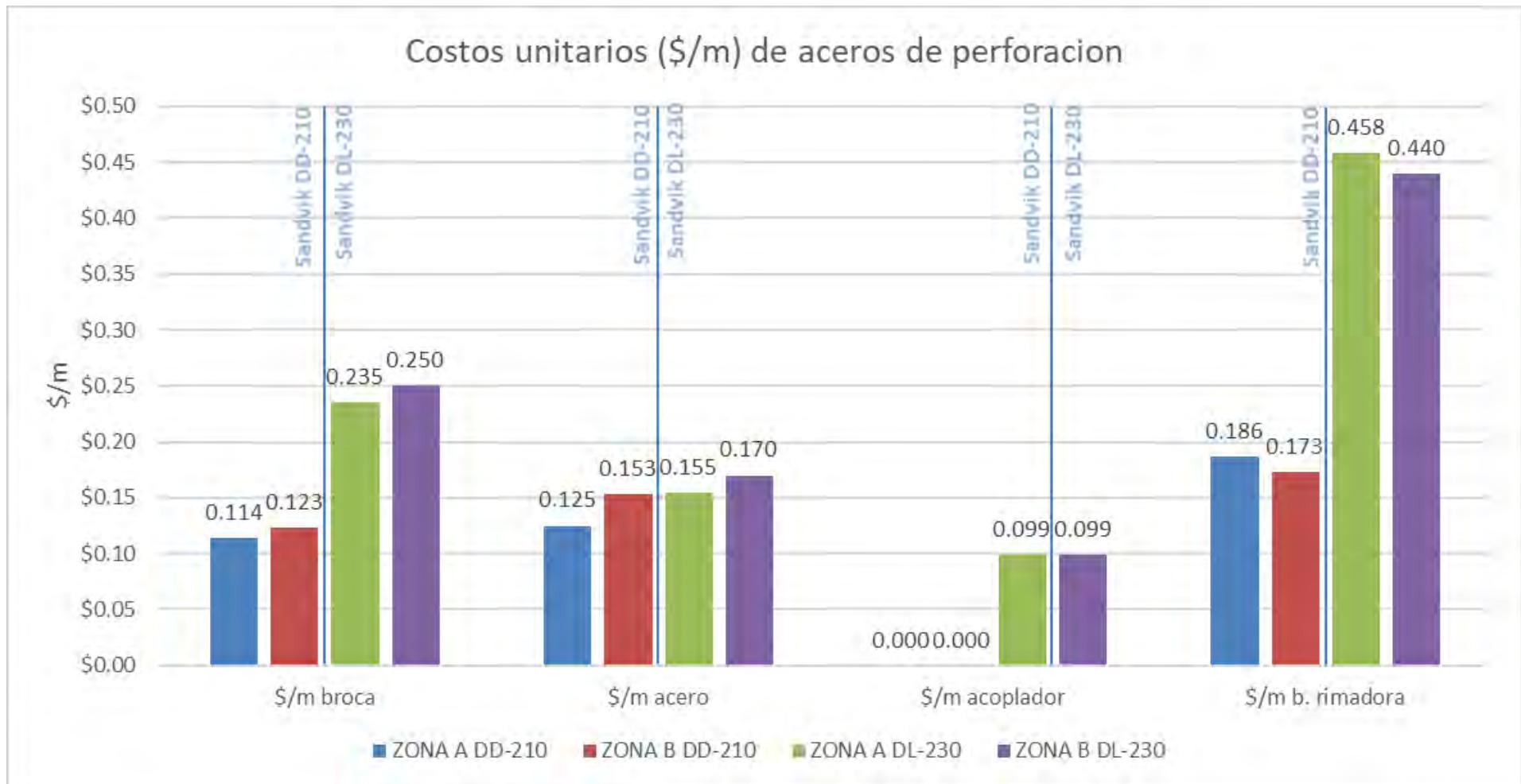
Fuente: Elaboración propia a partir de datos de campo

5.1.3.2 Costos unitarios por metro perforado por aceros

El análisis de los costos unitarios por metro perforado, específicamente para los aceros de perforación, revela variaciones significativas según el tipo de herramienta y la zona de operación. Los datos, expresados en \$/m, se detallan a continuación, considerando las marcas Sandvik DD-210 y Sandvik DL-230 para las Zonas A y B, respectivamente.

los costos de las brocas y brocas rimadoras muestran una variación considerable entre los equipos Sandvik DD-210 y DL-230, siendo generalmente más elevados para el equipo DL-230. Los costos de los aceros también varían, aunque en menor medida

Figura 77 Costos Unitarios de Componentes de Perforación por Metro según Tipo de Componente, Zona y Equipo



Fuente: Elaboración propia a partir de datos de costos y producción

5.2 Discusiones.

Los resultados obtenidos en la Veta Caridad evidencian una correlación directa entre la dureza del macizo rocoso y el desgaste de los aceros de perforación. Las zonas con valores de resistencia a la compresión uniaxial (UCS) superiores a 150 MPa mostraron un mayor nivel de deterioro en brocas y barras, confirmando que la dureza mineralógica y la abrasividad son factores determinantes en la degradación de las herramientas.

Estos hallazgos concuerdan con lo señalado por Thuro (2010), quien destacó la relación entre la dureza de la roca, el índice de abrasividad y el desgaste de herramientas en perforaciones de alta energía.

Del mismo modo, los resultados respaldan los planteamientos clásicos de Hoek (2007), Bieniawski (1989) y Barton (2002), quienes demostraron que las propiedades del macizo rocoso —especialmente la abrasividad, fracturamiento y resistencia— condicionan tanto la selección de las herramientas de perforación como su vida útil. Estudios recientes aplicados en túneles y labores subterráneas confirman que una clasificación geomecánica adecuada (mediante RMR o Q-System) permite anticipar los niveles de desgaste y optimizar la planificación operativa.

En el caso de la Veta Caridad, la coexistencia de andesitas compactas y brechas mineralizadas fracturadas generó un comportamiento diferencial del desgaste: las primeras provocaron erosión progresiva por abrasión, mientras que las segundas favorecieron la pérdida de alineamiento y vibraciones, afectando la estabilidad de las barras. Este patrón confirma la necesidad de ajustar los parámetros de perforación y selección de aceros según la zonificación geomecánica del macizo.

CONCLUSIONES

1. Se identificó que el macizo rocoso de la veta Caridad presenta una marcada variabilidad geomecánica entre las zonas estudiadas, según muestra la figura (60). En la zona A, se registraron valores de UCS superiores a 170 MPa y RMR mayores a 78, correspondientes a rocas duras y competentes; mientras que en la zona B, los valores de UCS menores a 80 MPa y RMR inferiores a 45 reflejan condiciones más fracturadas y débiles. Esta heterogeneidad confirma que la dureza y abrasividad son factores determinantes en la resistencia a la perforación y constituyen el principal origen del desgaste diferencial observado en los aceros.
2. El análisis del rendimiento de los equipos y el desgaste de las herramientas mostró diferencias significativas entre zonas con distintos comportamientos geomecánicos. En las áreas de mayor dureza y abrasividad (zona A), las brocas y barras experimentaron una reducción notable en su vida útil —hasta un 45 % menor en comparación con zonas más fracturadas— debido al incremento de la fricción y al esfuerzo de corte sobre los botones de carburo. Asimismo, el fracturamiento irregular del macizo generó desviaciones y bloqueos parciales que incrementaron el desgaste por esfuerzos torsionales. Estos resultados validan la hipótesis de que las propiedades geomecánicas, en especial la abrasividad y el fracturamiento, determinan el comportamiento mecánico y la tasa de desgaste de los aceros.
3. Se estableció una correlación directa entre la dureza y abrasividad del macizo rocoso y la pérdida de material en las herramientas de perforación. Las brocas de 64 mm T45 MF, al presentar mayor resistencia a la abrasión, lograron una vida útil promedio superior al 30 % respecto a las R32 MF de 45 mm, evidenciando la importancia de la selección técnica según la geomecánica local. Asimismo, el uso de herramientas

adecuadas redujo el costo total de perforación (TDC) y aumentó la eficiencia por metro perforado. En consecuencia, se confirma la hipótesis de que una correcta correspondencia entre diseño de acero y condiciones geomecánicas permite minimizar el desgaste, prolongar la vida útil y optimizar los costos operativos.

4. Los resultados obtenidos demuestran que las características geomecánicas del macizo rocoso —principalmente la dureza, abrasividad y grado de fracturamiento— tienen un impacto directo y significativo en el desempeño de los aceros de perforación empleados en la veta Caridad. Las variaciones geomecánicas entre zonas condicionan el esfuerzo de corte, la fricción y la velocidad de penetración, factores que determinan el ritmo de desgaste y la duración efectiva de las herramientas. En conjunto, el estudio evidencia que la gestión geomecánica del macizo rocoso constituye un criterio esencial para optimizar la selección, mantenimiento y reemplazo de aceros, contribuyendo así a la eficiencia operativa y a la reducción de costos en la Unidad Huancapetí.

RECOMENDACIONES

En zonas con roca dura o de baja fragmentación (como la Zona A), se recomienda ajustar cuidadosamente los parámetros de perforación —particularmente el pulldown y las revoluciones por minuto (RPM)— para evitar un desgaste excesivo de brocas y barras. Un control adecuado de estos factores minimiza la fatiga de los insertos y prolonga la vida útil de los aceros, contribuyendo a una mayor eficiencia operativa.

Al área de Mantenimiento y Planeamiento de Perforación, se sugiere seleccionar las herramientas de acuerdo con las condiciones geomecánicas y tipo de equipo. Los resultados del estudio muestran que los aceros T45 MF de 14 pies con brocas de 64 mm presentan mejor rendimiento en perforaciones largas (≥ 8 m) con el jumbo DL-230, mientras que los R32 MF de 12 pies con brocas de 45 mm se ajustan mejor al DD-210 en frentes angostos. Esta selección técnica reduce desviaciones, bloqueos y pérdidas de brocas.

Se recomienda que los análisis de costo y rendimiento de perforación incluyan el desgaste real de los aceros por metro perforado, diferenciando por zona geomecánica y tipo de roca. Este enfoque permite evaluar con mayor precisión la eficiencia operativa y sustentar decisiones de optimización económica.

A la Gerencia Técnica de la Compañía Minera Lincuna, se sugiere implementar un registro digital del desgaste de los aceros de perforación, con datos clasificados por zona, equipo y turno. Esta herramienta contribuirá a la trazabilidad del rendimiento de las brocas y barras, mejorando la planificación de reemplazos, la gestión del inventario y la eficiencia del proceso de perforación.

BIBLIOGRAFÍA

- Atlas copco. (2010). *Drilling and Blasting: Product Catalog and Technical Guide*. Obtenido de <https://www.atlascopco.com>
- Barton, N. L. (1974). *Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support*. Rock Mechanics and Rock Engineering. doi:<https://doi.org/10.1007/BF01239496>
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications*. Wyley.
- Chirinos Andía, A. (2015). *Control de aceros de perforación, factores que influyen la vida útil, su relación con el paralelismo y profundidad en el proyecto de expansión K-115 JJC Contratistas Generales S.A. Sociedad Minera Cerro Verde*. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. Obtenido de <https://repositorio.unsa.edu.pe/server/api/core/bitstreams/1914d1e7-01af-4661-bf6f-4b2481603bba/content>
- Day JJ. Clark, M. R. (2020). *Where geology meets engineering in hydrothermally altered environments: considering veins in geotechnical engineering*. MassMin 2020: Proceedings of the Eighth International Conference & Exhibition on Mass Mining. doi:https://doi.org/10.36487/ACG_repo/2063_85
- Deere, D. U. (1988). *The rock quality designation (RQD) index in practice*. En *Rock Classification Systems for Engineering Purposes*. ASTM International. doi:<https://doi.org/10.1007/BF01232018>
- Duque Escobar, G. &. (2023). *Geomecánica*. Repositorio Universidad Nacional. Obtenido de <https://repositorio.unal.edu.co/handle/unal/57121>
- Epiroc. (2020). *Boomer 282: Technical Specifications*.
- Herrera Herbert, J. (2013). *Manual de Perforación y Voladura*. Universidad Politécnica de Madrid. Obtenido de https://oa.upm.es/21848/8/20131007_PERFORACION_Y_VOLADURA.pdf
- Herrera Herbert, J. (2020). *Introducción a la Minería Subterránea. Vol. IV: Métodos de explotación de interior*. Universidad Politécnica de Madrid. doi:<https://oa.upm.es/62726/>
- Herrera Herbert, J. (2022). *Introducción al sector de la minería subterránea y características generales*. Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas y Energía. Universidad Politécnica de Madrid. Obtenido de <https://orcid.org/0000-0002-7656-1707>
- Hoek, E. &. (1997). *Practical Rock Engineering*.
- Hustrulid, W. &. (2001). *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies*. SME.
- J. Barrios. (2020). *La importancia de los aceros de perforación [Webinar]*. Epiroc Colombia S.A.S. Obtenido de <https://www.epiroc.com/es-co/epiroc-events/2020/seminarios-online-la-importancia-de-los-aceros-de-perforacion>
- Jimeno, C. L. (1995). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Entorno Gráfico.

León Ruiz, C. (2018). *Evaluación geomecánica del macizo rocoso en la unidad minera Bateas - nivel 6 veta Áimas* [Tesis de pregrado, Universidad nacional de ingeniería]. UNI - Tesis, Lima. Obtenido de <http://hdl.handle.net/20.500.14076/17134>

López, J. (2019). *Geología y explotación de recursos minerales*. Editorial minera.

mdpi. (2021). *mdpi*. Obtenido de <https://www.mdpi.com/2076-3417/11/8/3351>

Muñoz Gálvez, P. E. (2024). *Evaluación geomecánica del nivel 4 de la Mina Paredones según los métodos Q de Barton y RMI para la aplicación de sostenimientos, San Pablo – Cajamarca* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Cajamarca]. Repositorio institucional, Arequipa. Obtenido de <http://hdl.handle.net/20.500.14074/6211>

Navarro Torres, A. (2013). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Instituto Geológico y Minero de España (IGME).

researchgate. (2013). *researchgate*. Obtenido de https://www.researchgate.net/figure/Ensayo-de-traccion-indirecta-ensayo-Brasileno-modificado-Carmona-et-al-1998_fig2_267210377

Rojas Villacís, C. &. (2013). *Gestión para el mejoramiento del sistema de control del uso de los aceros de perforación en la Mina Radomiro Tomic de la división Radomiro Tomic de Codelco-Chile*. Facultad de Ingeniería en Geología, Minas, Petróleos y Ambiental, Universidad Central del Ecuador, Quito, Ecuador. Obtenido de <http://www.dspace.uce.edu.ec/handle/25000/768>

Sandvik. (2019). *DL210 and DL230 Technical Specifications*. Obtenido de <https://www.rocktechnology.sandvik/en/products/underground-drill-rigs/>

Segura, F. J. (2008). *Fundamentos de Explotación de Minas*. Ediciones UPC.

SENACE. (2023). *Admisibilidad de la Modificatoria del Estudio de Impacto Ambiental – Proyecto Huancapetí*. SENACE.

SME. (2001). *Surface and Underground Excavations: Methods, Techniques and Equipment*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.

Terzaghi, K. P. (1996). *Soil Mechanics in Engineering Practice (3rd ed.)*.

Thuro, K. &. (2010). *brasivity assessment for hard rock drilling*. Rock Mechanics and Rock Engineering.

ANEXO

Anexo 1: Matriz de consistencia.

FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	OBJETIVOS DE LA INVESTIGACION	HIPOTESIS DE LA INVESTIGACION	VARIABLES	INDICADORES
<i>A.- PROBLEMA GENERAL</i>	<i>A.- OBJETIVO GENERAL</i>	<i>A.- HIPOTESIS GENERAL</i>	<i>DEPENDIENTE:</i>	Vida útil de aceros % pérdida de diámetro de broca por metro perforado Velocidad de penetración (ROP) Metros perforados por turno
¿Cómo las características geomecánicas del macizo rocoso condicionan el impacto en el desgaste de los aceros de perforación en la veta Caridad de la Compañía Minera Lincuna, ubicada en la Unidad Huancapetí, Áncash?	Determinar el impacto de las características geomecánicas del macizo rocoso en el desgaste de los aceros de perforación empleados en la veta Caridad de la Compañía Minera Lincuna – Unidad Huancapetí, Áncash.	Las características geomecánicas del macizo rocoso tienen un impacto significativo en el desgaste y la vida útil de los aceros de perforación empleados en la veta Caridad de la Compañía Minera Lincuna.	Desgaste de los aceros de perforación	
<i>B.- PROBLEMAS ESPECÍFICOS</i>	<i>B.-OBJETIVOS ESPECIFICOS</i>	<i>B. HIPOTESIS ESPECÍFICAS</i>	<i>INDEPENDIENTE:</i>	Costo de herramientas por metro perforado
¿Qué propiedades geomecánicas predominan en el macizo rocoso de la veta Caridad que influyen en el desgaste o perdida prematura de aceros de perforación? ¿Cómo varía el desgaste de los aceros de perforación en función de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso en las diferentes zonas de la veta Caridad? ¿Qué características técnicas deben presentar los aceros de perforación para mejorar su durabilidad y eficiencia y reducir los costos operativos, considerando las condiciones geomecánicas identificadas en la veta Caridad?	Identificar las propiedades geomecánicas del macizo rocoso en las diferentes zonas de la veta Caridad. Establecer la correlación entre las características geomecánicas del macizo rocoso y el desgaste de los aceros de perforación utilizados en la Veta Caridad. Proponer las características técnicas y los parámetros operacionales de los aceros de perforación para optimizar su durabilidad, eficiencia y reducir los costos operativos.	Las propiedades geomecánicas del macizo rocoso como la dureza y abrasividad son los factores que predominan en la Veta Caridad y son las principales causantes del desgaste y la pérdida de vida útil de los aceros de perforación. Existe una correlación directa entre las variaciones de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso en las diferentes zonas de la Veta Caridad y el incremento del desgaste de los aceros de perforación. La selección técnica y los parámetros operacionales óptimos para los aceros de perforación, basados en las condiciones geomecánicas identificadas, resultarán en una optimización de la durabilidad y eficiencia, y una reducción de los costos operativos	Características geomecánicas de la veta Caridad	UCS (Uniaxial Compressive Strength) RMR (Rock Mass Rating) RQD (Rock Quality Designation) Índice de abrasividad (CAI u otro) Espaciamiento de discontinuidades / nº familias Persistencia de discontinuidades

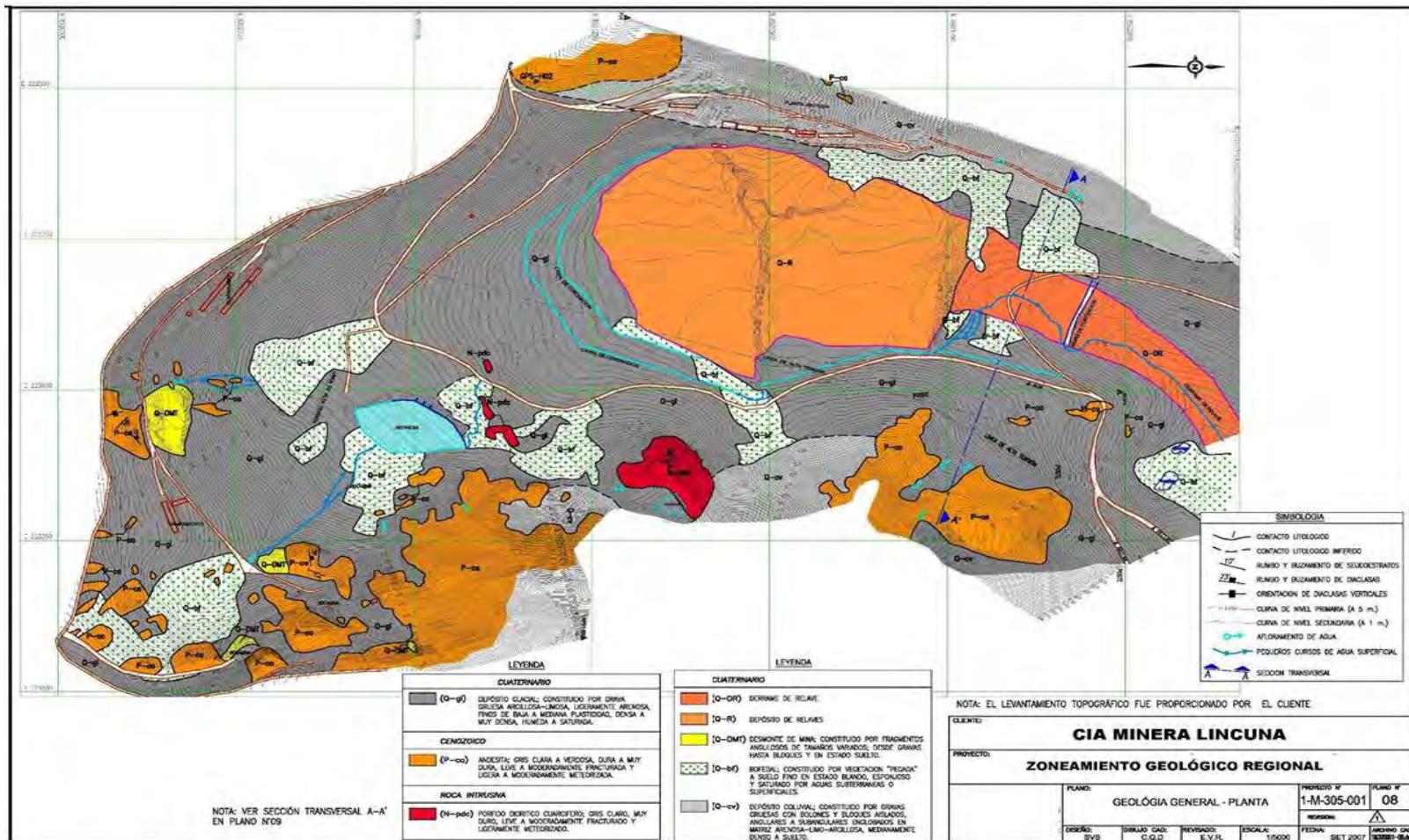
Fuente: elaboración propia

Anexo 2: cartilla geo-mecánica para estimación del GSI.

CONDICIÓN DE DISCONTINUIDADES		CONDICIÓN ESTRUCTURAL						CONDICIÓN DE DISCONTINUIDADES		CONDICIÓN ESTRUCTURAL					
MUY BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA)								MUY BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA)							
ROCA BUENA, TIPO II A (RMK 71-80)								ROCA BUENA, TIPO II A (RMK 71-80)							
ROCA BUENA, TIPO II B (RMR 61-70)								ROCA BUENA, TIPO II B (RMR 61-70)							
ROCA REGULAR, TIPO III A (RMR 51-60)								ROCA REGULAR, TIPO III A (RMR 51-60)							
ROCA REGULAR, TIPO III B (RMR 41-50)								ROCA REGULAR, TIPO III B (RMR 41-50)							
ROCA MALA, TIPO IV A (RMR 31-40)								ROCA MALA, TIPO IV A (RMR 31-40)							
ROCA MALA, TIPO IV B (RMR 21-30)								ROCA MALA, TIPO IV B (RMR 21-30)							
ROCA MUY MALA, TIPO V (RMR<21)								ROCA MUY MALA, TIPO V (RMR<21)							
CONDICIÓN ESTRUCTURAL		CONDICIÓN ESTRUCTURAL						CONDICIÓN ESTRUCTURAL		CONDICIÓN ESTRUCTURAL					
LEVEMENTE FRACTURADA ROCA NO DISTURBADA, CON PRESENCIA DE BLOQUES AISLADOS FORMADOS POR HASTA TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES, MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75%-90%) (2-6 FRACTURAS POR M3)		T/F/B	T/F/A					LEVEMENTE FRACTURADA ROCA NO DISTURBADA, CON PRESENCIA DE BLOQUES AISLADOS FORMADOS POR HASTA TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES, MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75%-90%) (2-6 FRACTURAS POR M3)		B/L					
MODERADAMENTE FRACTURADA ROCA NO DISTURBADA, CON PRESENCIA DE BLOQUES CÓMICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES ORTOGONALES (RQD 50%-75%) (6-12 FRACTURAS POR M3)		F/M/B	F/M/A	F/T/B	F/T/A	F/P/B	F/P/A	MODERADAMENTE FRACTURADA ROCA NO DISTURBADA, CON PRESENCIA DE BLOQUES CÓMICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES ORTOGONALES (RQD 50%-75%) (6-12 FRACTURAS POR M3)							
MUY FRACTURADA ROCA PARCIALMENTE DISTURBADA, CON PRESENCIA DE BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES (RQD: 25%-50%) (12 a 20 FRACTURAS POR M3)		M/M/B	M/M/A	M/V/B	M/V/A	M/P/B	M/P/A	MUY FRACTURADA ROCA PARCIALMENTE DISTURBADA, CON PRESENCIA DE BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES (RQD: 25%-50%) (12 a 20 FRACTURAS POR M3)							
INTENSAMENTE FRACTURADA ROCA MUY DISTURBADA, CON PRESENCIA DE BLOQUES MUY PEQUEÑOS, MAS DE CUATRO SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES (RQD: 10%-25%) (200 FRACTURAS POR M3)				T/F/R	T/F/A	T/D/B	T/D/A	INTENSAMENTE FRACTURADA ROCA MUY DISTURBADA, CON PRESENCIA DE BLOQUES MUY PEQUEÑOS, MAS DE CUATRO SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES (RQD: 10%-25%) (200 FRACTURAS POR M3)							
TRITURADA ROCA DESCOMPUESTA, DISTURBADA, VISIBLEMENTE YA NO SE APRECIA DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES (SIN RQD), MATERIAL PANIZADO				T/R	T/A	T/D	T/P	DESCOMPUESTA ROCA DESCOMPUESTA, DISTURBADA, VISIBLEMENTE YA NO SE APRECIA DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES (SIN RQD), MATERIAL PANIZADO							

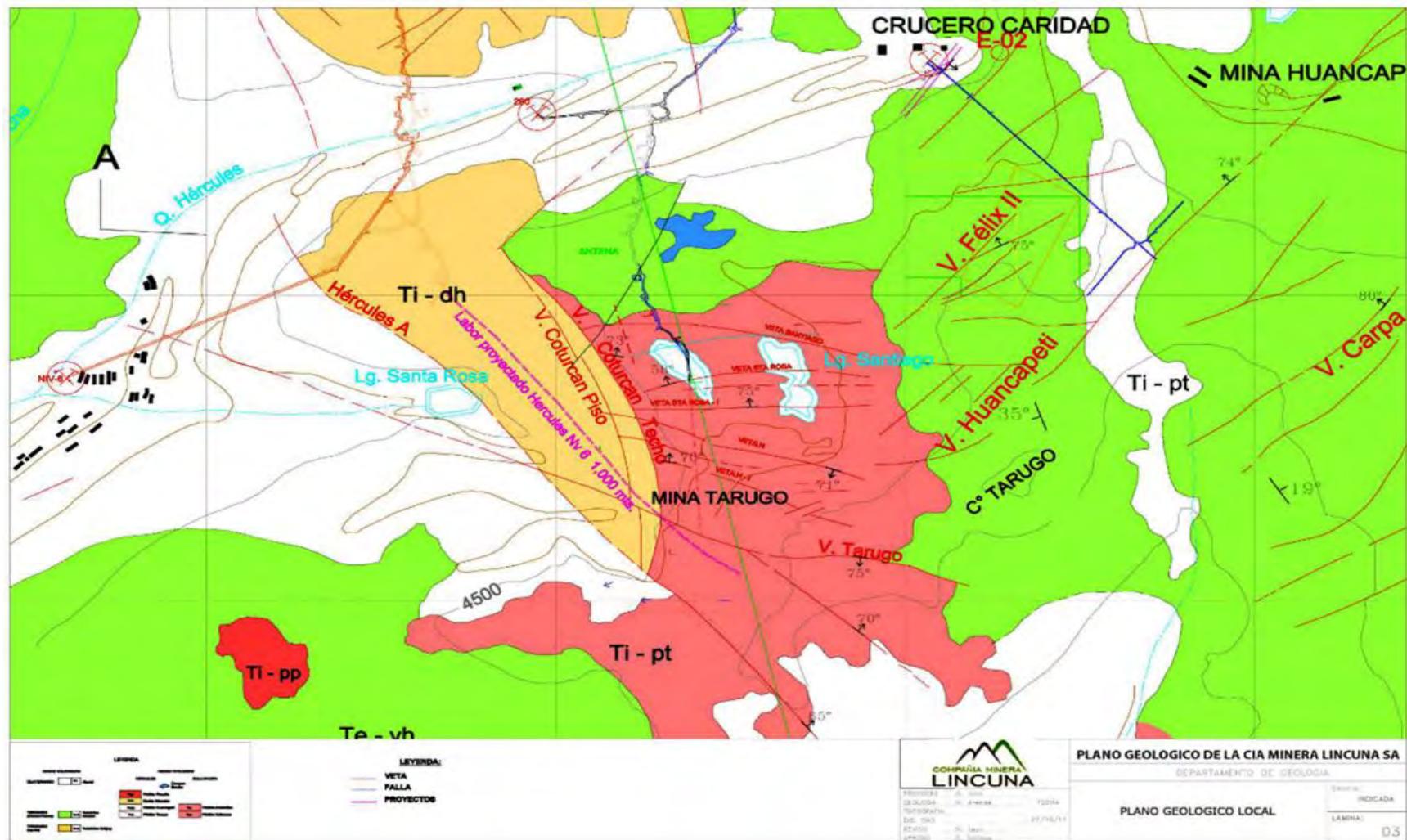
Fuente: compañía minera Lincuna.

Anexo 3: Plano geológico regional.



Fuente: departamento de geología CML

Anexo 3: Plano geológico de la cia minera Lincuna.



Fuente: departamento de geología CIA Minera Lincuna

Anexo 4: Control de Tiempos de Malla Estándar 4.0 X 4.0

CONTROL DE TIEMPOS - PERFORACION CON JUMBO DD210 - SANDVIK									
Jumbo:		SANDVIK DD 210		Contrata:			Turno:		Dia
Labor :		FR-26		Fecha:			Broca		45 mm
Sección:		4.0 X 4.0		Barra:			Rimadora		102 mm
Tipo de Roca:		MEDIA		Operador			Avance		
Presión Agua		—		Rotación			55		
Presión aire		—		Percusión			150		
DETALLE DE TIEMPOS									
Nº TAL.		DETALLE		CONTROL 01		CONTROL 02		CONTROL 03	
		T. Perf.		T. Enpalme y traslado de pluma)		T. Perf.		T. Enpalme y traslado de pluma)	
1	Alivio	00:09:47	00:00:31	00:09:27	00:00:33	00:09:13	00:00:26	00:09:11	00:00:28
2	Alivio	00:09:41	00:00:33	00:09:24	00:00:31	00:09:29	00:00:40	00:09:41	00:00:22
3	Alivio	00:09:39	00:00:24	00:09:41	00:00:32	00:09:44	00:00:39	00:09:21	00:00:31
4	Arranque	00:03:08	00:00:23	00:02:29	00:00:29	00:02:56	00:00:23	00:02:36	00:00:27
5	Arranque	00:02:48	00:00:39	00:02:17	00:00:28	00:02:01	00:00:39	00:02:43	00:00:28
6	Arranque	00:03:07	00:00:35	00:02:15	00:00:22	00:02:53	00:00:29	00:03:08	00:00:37
7	Arranque	00:03:01	00:00:32	00:02:45	00:00:37	00:02:55	00:00:35	00:02:02	00:00:25
8	1ra Ayuda	00:02:45	00:00:28	00:02:43	00:00:32	00:02:27	00:00:25	00:02:51	00:00:34
9	1ra Ayuda	00:02:20	00:00:34	00:02:01	00:00:31	00:02:12	00:00:38	00:02:55	00:00:29
10	1ra Ayuda	00:02:02	00:00:35	00:03:09	00:00:30	00:02:19	00:00:28	00:02:14	00:00:40
11	1ra Ayuda	00:03:10	00:00:32	00:02:31	00:00:39	00:03:00	00:00:40	00:02:13	00:00:37
12	2da Ayuda	00:02:32	00:00:37	00:02:11	00:00:32	00:02:39	00:00:29	00:02:42	00:00:23
13	2da Ayuda	00:02:22	00:00:34	00:02:25	00:00:37	00:02:04	00:00:36	00:02:50	00:00:34
14	2da Ayuda	00:02:27	00:00:25	00:02:57	00:00:25	00:03:01	00:00:25	00:02:49	00:00:36
15	2da Ayuda	00:02:48	00:00:28	00:02:17	00:00:22	00:02:10	00:00:29	00:02:31	00:00:24
16	3ra Ayuda	00:02:17	00:00:26	00:02:13	00:00:36	00:03:14	00:00:40	00:02:57	00:00:31
17	3ra Ayuda	00:02:46	00:00:22	00:02:43	00:00:36	00:02:42	00:00:39	00:02:08	00:00:22
18	3ra Ayuda	00:03:01	00:00:37	00:02:39	00:00:33	00:02:54	00:00:26	00:02:44	00:00:27
19	3ra Ayuda	00:02:10	00:00:28	00:02:46	00:00:23	00:02:40	00:00:31	00:03:12	00:00:36
20	Ay. Corona	00:02:38	00:00:22	00:03:00	00:00:33	00:02:48	00:00:27	00:02:34	00:00:35
21	Ay. Corona	00:02:26	00:00:31	00:03:09	00:00:23	00:03:11	00:00:40	00:02:48	00:00:23
22	Ay. Corona	00:02:38	00:00:26	00:03:08	00:00:22	00:02:36	00:00:27	00:02:43	00:00:34
23	Ay. Corona	00:02:41	00:00:23	00:02:47	00:00:40	00:02:16	00:00:40	00:02:22	00:00:26
24	Corona	00:02:14	00:00:34	00:02:10	00:00:29	00:02:34	00:00:35	00:02:12	00:00:35
25	Corona	00:02:59	00:00:29	00:02:00	00:00:30	00:03:07	00:00:29	00:02:32	00:00:35
26	Corona	00:02:31	00:00:32	00:02:51	00:00:22	00:02:23	00:00:30	00:02:11	00:00:36
27	Corona	00:03:01	00:00:25	00:02:23	00:00:35	00:02:22	00:00:40	00:02:29	00:00:22
28	Corona	00:02:17	00:00:22	00:02:10	00:00:27	00:02:40	00:00:36	00:02:24	00:00:38
29	Corona	00:02:41	00:00:31	00:02:57	00:00:22	00:02:10	00:00:40	00:02:32	00:00:36
30	Cuadrador	00:02:04	00:00:38	00:02:30	00:00:29	00:03:05	00:00:29	00:02:36	00:00:29
31	Cuadrador	00:02:42	00:00:26	00:02:45	00:00:36	00:03:06	00:00:28	00:02:04	00:00:23
32	Cuadrador	00:02:31	00:00:29	00:02:21	00:00:28	00:02:29	00:00:35	00:02:48	00:00:24
33	Cuadrador	00:02:51	00:00:30	00:02:04	00:00:22	00:02:25	00:00:28	00:02:17	00:00:38
34	Cuadrador	00:02:03	00:00:28	00:02:26	00:00:29	00:03:09	00:00:25	00:03:14	00:00:25
35	Cuadrador	00:02:50	00:00:30	00:02:09	00:00:32	00:02:18	00:00:34	00:02:42	00:00:30
36	Cuadrador	00:02:51	00:00:30	00:02:07	00:00:30	00:02:04	00:00:29	00:02:58	00:00:28
37	Hastiales	00:02:48	00:00:33	00:02:42	00:00:23	00:02:08	00:00:29	00:03:13	00:00:24
38	Hastiales	00:03:08	00:00:35	00:02:55	00:00:24	00:02:31	00:00:25	00:02:10	00:00:24
39	Hastiales	00:02:57	00:00:32	00:02:11	00:00:32	00:02:32	00:00:22	00:02:38	00:00:29
40	Hastiales	00:02:42	00:00:26	00:02:17	00:00:32	00:02:20	00:00:28	00:02:10	00:00:36
41	Hastiales	00:02:41	00:00:31	00:02:12	00:00:35	00:02:37	00:00:25	00:02:01	00:00:35
42	Hastiales	00:02:46	00:00:37	00:02:43	00:00:29	00:02:54	00:00:36	00:02:29	00:00:31
43	Arrastres	00:02:17	00:00:40	00:02:33	00:00:23	00:02:50	00:00:35	00:02:00	00:00:37
44	Arrastres	00:02:55	00:00:27	00:03:02	00:00:40	00:02:16	00:00:32	00:03:04	00:00:29
45	Arrastres	00:03:05	00:00:37	00:02:17	00:00:32	00:02:50	00:00:32	00:02:30	00:00:30
46	Arrastres	00:02:12	00:00:38	00:03:04	00:00:29	00:02:29	00:00:39	00:02:31	00:00:26
47	Arrastres	00:02:54	00:00:29	00:02:35	00:00:38	00:02:44	00:00:29	00:02:14	00:00:31
TOTALES		02:26:16	00:23:55	02:20:22	00:23:38	02:23:28	00:24:57	02:21:15	00:23:41

TIEMPO PROMEDIO DE PERFORACIÓN (47 TALADROS)

02:46:53

Fuente: Suministrado por el área de producción de la unidad minera Huancapetí.