

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

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

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**ESTUDIO GEOMECANICO PARA DETERMINAR EL
TIPO DE SOSTENIMIENTO EN LA EXPLOTACION
DEL TAJEO 0160 VETA SAN VICENTE - UM. SANTA
MARIA DE PATAZ.CIA. PODEROSA TRUJILLO**

PRESENTADO POR:

Br. JONATHAN LUIS HUANCA VALER

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

ASESOR:

Dr. MAURO VALDIVIA JORDAN

CUSCO - PERÚ

2024



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

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

El que suscribe, el Asesor DR. MAURO VALDIVIA JORDAN
..... quien aplica el software de detección de similitud al
trabajo de investigación/tesis titulada: ESTUDIO GEOMECANICO PARA DETERMINAR
EL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN LA EXPLOTACIÓN DEL TAJEO 0160
VETA SAN VICENTE - UH. SANTA MARIA DE PATAS. C.D.
PODEROSA TRUJILLO

Presentado por: Jonathan Luis Huamca Vela DNI N° 47511868;
presentado por: DNI N°:
Para optar el título Profesional/Grado Académico de INGENIERO DE MINAS

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 1 veces, mediante el
Software de Similitud, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso del Sistema Detección de**
Similitud en la UNSAAC y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 10%.

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.	☒
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, 04 de Mayo de 2026

Mauro Valdivia Jordan
.....
Firma
Post firma MAURO VALDIVIA JORDAN
Nro. de DNI 23833142
ORCID del Asesor 0000 0002 7880 4627

Se adjunta:

- Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
- Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: oid: 27259:586225 984

JONATHAN LUIS HUANCA VALER

ESTUDIO GEOMECANICO PARA DETERMINAR EL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN LA EXPLOTACION DEL TAJEO 0160 VET...



Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:586225984

Fecha de entrega

4 may 2026, 11:46 p.m. GMT-5

Fecha de descarga

5 may 2026, 3:30 p.m. GMT-5

Nombre del archivo

ESTUDIO GEOMECANICO PARA DETERMINAR EL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN LA EXPLOTACIONdocx

Tamaño del archivo

10.7 MB

133 páginas

18.573 palabras

101.354 caracteres

10% Similitud general

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

Filtrado desde el informe

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

Exclusiones

- ▶ N.º de fuentes excluidas

Fuentes principales

- 10%  Fuentes de Internet
- 2%  Publicaciones
- 0%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alertas de integridad para revisión

-  **Caracteres reemplazados**
38 caracteres sospechosos en N.º de páginas
Las letras son intercambiadas por caracteres similares de otro alfabeto.
-  **Texto oculto**
142 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.

DEDICATORIO

A Dios quien es mi guía, y me da la oportunidad de vivir y por estar conmigo en cada paso que doy, por fortalecer mi corazón e iluminar mi mente, durante todo mi periodo de estudio

A mis queridos padres Beatriz Valer Carpio y José Luis huanca supa; y a la persona que es mi razón de existir: mi querida hijo Andrew así mismo a mi esposa Solanch Armas Yupanqui; porque creyeron en mí, dándome ejemplos dignos de superación y entrega, ya que siempre estuvieron impulsándome en los momentos más difíciles de mi carrera, y porque el orgullo que sienten por mí, fue lo que me hizo ir hacia el final.

Jonathan Luis huanca valer

AGRADECIMIENTOS

A Dios.

A mi Madre y al amor de mi vida mi hijo Andrew; quienes con su amor y paciencia y su infinito apoyo se hace realidad esta meta muy anhelada.

A mi alma mater, Universidad Nacional De San Antonio Abad Del Cusco, por acogerme en sus aulas universitarias y brindarme la oportunidad de continuar mis estudios superiores.

Agradecer mis docentes de la Escuela Profesional De Ingeniería De Minas; gracias por su apoyo y por compartir sus sabias enseñanzas y experiencias en su vida profesional y estudio, ya que con ello me ayudaron en el desarrollo de mi formación profesional.

A mi asesor; por su constante apoyo incondicional en el desarrollo del siguiente trabajo de investigación, a mis amigos quienes con su apoyo y por la confía brindada durante mi vida universitaria, en la cual tuvimos buenas experiencias que nunca olvidare.

Jonathan Luis huanca valer

INDICE GENERAL

DEDICATORIO	ii
AGRADECIMIENTOS	iii
INDICE GENERAL	iv
ÍNDICE DE TABLAS	x
ÍNDICE DE FIGURAS	xi
INTRODUCCION	xiv
RESUMEN	xvi

CAPÍTULO I

ASPECTO METODOLOGICO DE LA INVESTIGACION

1.1. EL PROBLEMA	1
1.1.1. Descripción De La Realidad Problemática	1
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	2
1.2.1. Problema general	2
1.2.2. Problemas específicos	2
1.3. OBJETIVOS.....	2
1.3.1. Objetivo general.....	2
1.3.2. Objetivos específicos.	2
1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DEL ESTUDIO	3
1.5. ALCANCES Y LIMITACIONES	3
1.5.1. Alcances.....	3
1.5.2. Limitaciones.....	4
1.6. HIPÓTESIS.....	4
1.6.1. Hipótesis general.....	4
1.6.2. Hipótesis específicas	4
1.7. VARIABLES E INDICADORES	4
1.7.1. Variables independientes	4
1.7.2. Variables dependientes	5
1.8. DISEÑO METODOLÓGICO DE LA INVESTIGACIÓN	5
1.8.1. Enfoque de la investigación	5
1.8.2. Nivel de investigación.....	6
1.8.3. Diseño de la Investigación	6
1.8.4. Población y muestra	6

1.8.4.1.	Población	6
1.8.4.2.	Muestra	6
1.9.	MATRIZ DE CONSISTENCIA	8

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1.	ANTECEDENTES DEL ESTUDIO DE INVESTIGACIÓN	9
2.1.1.	Antecedentes nacionales	9
2.1.2.	Antecedentes locales	10
2.2.	BASES TEÓRICAS	11
2.2.1.	Mecánica de rocas	11
2.2.2.	Características Geomecánicas del macizo rocoso	12
2.2.2.1.	Resistencia Mecánica de la roca	12
2.2.2.2.	Densidad de la roca	13
2.2.2.3.	Abrasividad	13
2.2.2.4.	Tenacidad	13
2.2.2.5.	Estructura de las rocas	14
2.2.3.	Parámetros de resistencia de la roca intacta	15
2.2.3.1.	Índice de dureza	15
2.2.3.2.	Grado de meteorización	15
2.2.4.	Geomecánica	42
2.2.5.	Clasificación geomecánica	16
2.2.5.1.	Clasificación de Deere (RQD)	17
2.2.5.2.	Clasificación de Bieniawski (RMR)	19
2.2.5.3.	Clasificación de Barton (NGI)	24
2.2.5.3.1.	Definición del índice de calidad Q	24
2.2.5.4.	Clasificación NATM (Nuevo Método Austriaco de Tunelería)	30
2.2.5.5.	Clasificación según Índice GSI (Geological Strength Index)	31
2.2.5.6.	Mapeo geomecánico	33
2.2.5.6.1.	Mapeo de registro lineal	33
2.2.5.6.2.	Mapeo en arcorebatido	33
2.2.5.6.3.	Mapeo por celdas o ventanas	34
2.2.6.	Sostenimiento	34
2.2.6.1.	Sostenimiento pasivo	34
2.2.6.1.1.	Sostenimiento con madera	34
2.2.6.1.2.	Cimbras metálicas	35
2.2.6.2.	Sostenimiento activo	36

2.2.6.2.1. Wood pack y Jack pack	36
2.2.6.2.2. Puntal y jackpot	36
2.2.6.2.3. Pernos Split set	37
2.2.6.2.4. Shotcrete	37
2.2.7. Tajeo	38
2.2.7.1. Diseño de Tajeo	38
2.2.7.2. Método de explotación en tajeo	38
2.2.7.2.1. Corte y relleno ascendente	38
2.2.8. Perforación	39
2.2.9. Perforación mecanizada	39
2.2.10. Fundamentos de la perforación rotopercutiva	40
2.2.11. Accesorios de perforación rotopercutiva	40
2.2.12. Explosivos	41
2.2.13. Clasificación de los explosivos	41
2.2.13.1. Explosivos sensibles a la fricción	41
2.2.13.2. Explosivos secundarios	42
2.2.14. Accesorios de voladura	42
2.2.15. Voladura de rocas	42
2.2.15.1. Corte en paralelo	43
2.2.15.1.1. Corte quemado	43
2.2.15.1.2. Corte cilíndrico	43
2.2.16. Voladura convencional	44
2.2.17. Voladura controlada	44
2.2.18. Costos de ciclo de minado	45
2.3. MARCO CONCEPTUAL	46

CAPITULO III

DESCRIPCIÓN DEL ÁMBITO DE ESTUDIO

3.1. GENERALIDADES DEL ÁREA DE ESTUDIO	48
3.1.1. Ubicación geográfica	48
3.1.2. Breve reseña histórica	49
3.1.3. Clima	50
3.1.4. Flora	50
3.1.5. Fauna	50
3.1.6. Topografía	50
3.2. ASPECTOS GEOLÓGICOS	51

3.2.1.	Geología del yacimiento mineral	51
3.2.2.	Geología regional.....	51
3.2.3.	Geología Local.....	52
3.2.4.	Geología estructural.....	53
3.2.4.1.	Estructuras mineralizadas	54
3.2.5.	Geología económica.....	55
3.2.5.1.	Tipo de yacimiento	55
3.2.5.2.	Mineralización	55
3.2.6.	Reservas minerales Cia Minera Poderosa.....	56
3.3.	COSTOS UNITARIOS DE LA CIA MINERA PODEROSA.....	56
3.4.	DISEÑO DE LAS OPERACIONES MINA EN EL TAJEO 0160.....	56
3.4.1.	Características de diseño del tajeo 0160	57
3.4.1.2.	Método de explotación del tajeo 0160.....	58
3.4.2.	Ciclo de minado en el tajeo 0160.....	60
3.4.2.1.	Perforación	60
3.4.2.2.	Voladura	61
3.4.2.3.	Ventilación	61
3.4.2.4.	Limpieza y transporte	61
3.4.2.5.	Sostenimiento	63
3.4.2.6.	Costo de producción de la compañía minera poderosa	64
3.5.	DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO	64
3.5.1.	Recepción del mineral.....	64
3.5.2.	Chancado y Molienda	65
3.5.3.	Cianuración y absorción	65
3.5.4.	Producto final.....	65

CAPÍTULO IV

EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DE TAJEO 0160

4.1.	CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO TAJEO 0160	66
4.1.1.	Evaluación para las propiedades Físicas.....	66
4.1.2.	Descripción física del fragmento de roca.....	67
4.2.	EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO EN EL TRAMO I.....	67
4.2.1.	Determinación de Rock Mass Rating (RMR) en el tramo I.....	68
4.2.1.1.	Resistencia a la compresión simple	68
4.2.1.2.	Índice de la calidad de roca RQD.....	69
4.2.1.3.	Espaciamiento de discontinuidades	70

4.2.1.4.	Condiciones de juntas.....	70
4.2.1.5.	Presencia de aguas subterráneas.....	71
4.2.1.6.	Corrección por orientaciones de fracturas.....	71
4.2.1.7.	Tiempo de auto soporte del tramo I.....	72
4.2.2.	Determinación de calidad de la masa rocosa (Q de Barton).....	73
4.2.3.	Determinación del índice GSI (Geological Strength Index).....	74
4.3.	EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO EN EL TRAMO II	75
4.3.1.	Determinación de Rock Mass Rating (RMR) en el tramo II	75
4.3.1.1.	Resistencia a la compresión simple.....	75
4.3.1.2.	Índice de la calidad de roca RQD.....	75
4.3.1.3.	Espaciamiento de juntas	76
4.3.1.4.	Condiciones de juntas.....	76
4.3.1.5.	Presencia de aguas subterráneas.....	77
4.3.1.6.	Corrección por orientaciones de fracturas.....	77
4.3.1.7.	Tiempo de auto soporte del tramo I.....	78
4.3.2.	Determinación de calidad de la masa rocosa (Q de Barton).....	79
4.3.3.	Determinación del índice GSI (Geological Strength Index).....	81
4.4.	EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO EN EL TRAMO III	81
4.4.1.	Determinación de Rock Mass Rating (RMR) en el tramo III.....	81
4.4.1.1.	Resistencia a la compresión simple.....	81
4.4.1.2.	Índice de la calidad de roca RQD.....	81
4.4.1.3.	Espaciamiento de las juntas.....	82
4.4.1.4.	Condiciones de juntas.....	82
4.4.1.5.	Presencia de aguas subterráneas.....	83
4.4.1.6.	Corrección por orientaciones de fracturas.....	83
4.4.1.7.	Tiempo de auto soporte del tramo I.....	84
4.4.2.	Determinación de calidad de la masa rocosa (Q de Barton).....	85
4.4.3.	Determinación del índice GSI (Geological Strength Index).....	86

CAPÍTULO V

SELECCIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO PARA EL TAJEO 0160

5.1.	SELECCIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN EL TRAMO I.....	89
5.2.	SELECCIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN EL TRAMO II.....	94
5.3.	SELECCIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN EL TRAMO III	95

5.4. TIEMPOS Y COSTOS DE TIPO DE SOSTENIMIENTO SELECCIONADO EN EL TAJEO 0160.	96
5.4.1. Tiempos de tipo de sostenimiento seleccionado en el tajeo 0160	96
5.4.1.1. Tiempos de Sostenimiento Puntal con Jackpot Reforzado Con Woodpack y jack pack	97
5.4.1.2. Tiempos de sostenimiento con sostenimiento con cuadro de madera reforzado con cribbing.	98
5.4.2. Costos de tipo de sostenimiento seleccionado en el tajeo 0160.....	100
5.4.2.1. Costos de sostenimiento con Puntal con Jackpot Reforzado Con Woodpack y jackpack	101
5.4.2.2. Costos de sostenimiento cuadro de madera reforzado con cribbing	104
CAPÍTULO VI	
ANÁLISIS Y RESULTADOS	
6.1. ANALISIS TÉCNICO	108
6.2. ANALISIS ECONIMICO	110
CONCLUSIONES	111
RECOMENDACIONES	1112
REFERENCIAS BIOBLIOGRÁFICAS.....	113
ANEXOS	117

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Variables e indicadores de la investigación	5
Tabla 2. esquema de estructuras de las rocas	14
Tabla 3. Estimación de la resistencia de las rocas mediante un martillo de geólogo y una navaja	15
Tabla 4. Descripción del Grado de Meteorización de la Roca intacta.	16
Tabla 5. Relación del RQD y la calidad de roca desde el punto de vista en la ingeniería	18
Tabla 6. Parámetros a utilizar en RMR (Bieniawski)	20
Tabla 7. Ajuste por orientación por discontinuidad (Bieniawski)	20
Tabla 8. Valor para la abertura de las discontinuidades	20
Tabla 9. Valor para la continuidad o persistencia de las discontinuidades	21
Tabla 10. Valor para la alteración de las discontinuidades	21
Tabla 11. Valor para la rugosidad de las discontinuidades	21
Tabla 12. Valor para el relleno de las discontinuidades	21
Tabla 13. Clasificación Geomecanica RMR	22
Tabla 14. Significado de la clase de macizos rocosos	22
Tabla 15. Sostenimiento Según el RMR	23
Tabla 16. Tiempo de auto sostenimiento de acuerdo al RMR (Bieniawski 1989).....	23
Tabla 17. Valor del RQD según Barton	25
Tabla 18. Valor de J_n según Barton.....	25
Tabla 19. Valor de J_r según Barton	26
Tabla 20. Valor de J_a según Barton	27
Tabla 21. Valor de J_w según Barton	28
Tabla 22. Valor de SRF según Barton	28
Tabla 23. Clasificación según Barton	30
Tabla 24. Ubicación geográfica de la CIA poderosa	48
Tabla 25. Etapa de y tipo de geología estructural	54
Tabla 26. Reserva de la Compañía minera poderosa.....	56
Tabla 27. Costo de producción de la compañía minera poderosa.....	64
Tabla 28. Características del sostenimiento con puntal jackpot y Woodpack de 1x1m.....	89
Tabla 29. Características del sostenimiento con cuadro de madera y Cribbing de 1x1m.....	94
Tabla 30. Características del sostenimiento con cuadro de madera y Cribbing de 1x1m	96

Tabla 31.	Tiempo y rendimiento promedio de la instalación de puntal y jackpot.....	97
Tabla 32.	Tiempo y rendimiento promedio de la instalación woodpack y Jack pack	98
Tabla 33.	Eficiencia del sostenimiento Puntal con Jackpot Reforzado Con Woodpack y jackpack.....	98
Tabla 34.	Tiempo y rendimiento Promedio de la instalación Cuadro de madera	99
Tabla 35.	Tiempo y rendimiento Promedio de la instalación de Cribbing	100
Tabla 36.	Eficiencia del sostenimiento cuadro de madera reforzado con cribbing	100
Tabla 37.	Resumen de rendimientos	101
Tabla 38.	Análisis de precio unitario de instalación de puntal con jackpot.....	102
Tabla 39.	Análisis de precio unitario de instalación de Wood pack con jackpack	103
Tabla 40.	Costos de sostenimiento con Puntal con Jackpot Reforzado Con Woodpack y jackpack.	104
Tabla 41.	Análisis de precio unitario de instalación de Cuadro de madera.....	105
Tabla 42.	Análisis de precio unitario de instalación de Cuadro de madera.....	106
Tabla 43.	Costos de sostenimiento cuadro de madera reforzado con cribbing.....	107
Tabla 44.	Resumen de clasificación RMR y Q de Barton	108
Tabla 45.	Resumen del tipo de sostenimiento para cada tipo de roca	108
Tabla 46.	Resumen comparativo de tiempos de sostenimiento tipo de roca	109
Tabla 47.	Costo de sostenimiento según tipo de roca	110

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.	Estimación del R.Q.D. a partir de testigos de sondeo	17
Figura 2.	Gráfica Tiempo Estabilidad vs. Longitud del Túnel	30
Figura 3.	Índice de resistencia geológica (GSI) para macizos rocosos fracturados	32
Figura 4.	Metodo de explotación corte y relleno ascendente	39
Figura 5.	Accesorio de perforación	41
Figura 6.	Esquema de voladura convencional	44
Figura 7.	Comparación de voladura controla y convencional	45
Figura 8.	Ubicación y Acceso Cía. Minera Poderosa	49
Figura 9.	Plano geológico regional	52

Figura 10. Plano de Geología Local	53
Figura 11. área del tajeo 0160	57
Figura 12. Características de tajeo 0160	58
Figura 13. Buzamiento de la mineralizacion	58
Figura 14. Preparación del tajeo 0160	60
Figura 15. perforación con el método open stoping	60
Figura 16. Materiales de voladura	61
Figura 17. Limpieza y transporte con el método open stoping	62
Figura 18. Tolva de Superficie en el nivel 2670 y carguío a volquete de 20 TN	62
Figura 19. descarga en la tolva locomotora y carritos mineros U-35	63
Figura 20. Sostenimiento con cuadro de madera en la galería S 0160	64
Figura 21. Proceso de planta de tratamiento CMPA	65
Figura 22. Mapeo geomecanico método directo por celdas de detalle.	68
Figura 23. Calculo de RQD en el software GEOTABLE del tramo I	70
Figura 24. determinación de RMR en el software GEOTABLE del tramo I	72
Figura 25. Tiempo de auto soporte del tramo I	73
Figura 26. Calculo de Q de Barton en el software GEOTABLE tramo I.....	74
Figura 27. Calculo de RQD en el software GEOTABLE del tramo II	76
Figura 28. determinación de RMR en el software GEOTABLE del tramo II	78
Figura 29. Tiempo de auto soporte del tramo II	79
Figura 30. Calculo de Q de Barton en el software GEOTABLE tramo II.....	80
Figura 31. Calculo de RQD en el software GEOTABLE del tramo III	82
Figura 32. Determinación de RMR en el software GEOTABLE del tramo III.....	84
Figura 33. Tiempo de auto soporte del tramo III	85
Figura 34. Calculo de Q de Barton en el software GEOTABLE tramo III.....	86
Figura 35. tipo de sostenimiento para labores permanentes en CMPA.	88
Figura 36. Intalacion del Sostenimiento por puntal jackpot	90
Figura 37. Distribución vista frontal del Sostenimiento por puntal jackpot	90
Figura 38. Distribución vista planta del Sostenimiento por puntal jackpot	90
Figura 39. Distribución vista perfil del Sostenimiento por puntal jackpot	91
Figura 40. Especificación de jackpot	91
Figura 41. Detalle de instalación de Jack pack	92
Figura 42. Detalle de instalación de woodpack y Jack pack	92

Figura 43. Detalle de distribución vista planta de instalación de woodpack	93
Figura 44. Detalle de distribución vista perfil de instalación de woodpack	93
Figura 45. Aseguramiento del cuadro con pata de gallo	95
Figura 46. Gráfico comparativo de tiempos de los tipos de sostenimientos	109

INTRODUCCION

El sostenimiento en la minería subterránea es una operación unitaria de gran importancia dentro del ciclo de minado que consiste en contribuir su estabilidad de la excavación y prevenir de accidentes al personal y equipos que transitan dentro de la excavación subterránea.

La presente tesis es una investigación desarrollada durante el año 2021, el cual busca seleccionar el tipo de sostenimiento para diferentes tipos de roca en base a la evaluación geomecánica del macizo rocoso y con ello reducir los tiempos y costos de sostenimiento en la Explotación del tajeo 0160 y diferentes labores permanentes los cuales se desarrollarán.

El problema general de la investigación es ¿Cuál son las características Geomecánicas de las rocas y el tipo de sostenimiento adecuado para la explotación tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Pataz- CIA Poderosa -Trujillo? teniendo como objetivo general Determinarlas características Geomecánicas de las rocas y el tipo de sostenimiento adecuado para la explotación tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Pataz- CIA Poderosa –Trujillo y llegar a la hipótesis general que la determinación de las características Geomecánicas de las rocas y la selección del tipo de sostenimiento optimizará la explotación tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Pataz- CIA Poderosa –Trujillo.; y así controlar zonas con inestabilidad en la explotación del tajeo 0160.

Para llevar a cabo la presente tesis de investigación, se ha delimitado en 6 capítulos:

En el capítulo I, Problemática de la investigación, se identifica y formula el problema y objetivos, se justifica la investigación, se plantean las hipótesis, las variables del estudio a analizar y el diseño metodológico de la investigación.

En el capítulo II, Marco teórico, se expone los antecedentes de la investigación, teorías y conceptos que permitan entender de evaluación geomecánica, clasificación geomecánica, tipos de sostenimientos y costos, y el marco conceptual.

En el capítulo III, Descripción del ámbito de estudio, se hace mención de los aspectos generales del área de investigación, descripción de la Compañía Minera Poderosa, la mina, diseño y explotación del tajeo 0160.

En el capítulo IV, Evaluación geomecánica y selección del tipo de sostenimiento, en el cual se presenta la evaluación geomecánica del macizo rocoso, caracterización del macizo rocoso del tajeo 0160, evaluación geomecánica del macizo rocoso en el tramo I, II y III, selección del tipo de sostenimiento en el tajeo 0160.

En el capítulo V: Selección del tipo de sostenimiento en el tajeo 0160, tramo I, II Y III, tiempos y costos de sostenimiento seleccionado en la explotación del tajeo 0160.

En el capítulo VI: Análisis y resultados, aspecto técnico y aspecto económico, en el cual se hace un análisis e interpretación de los resultados.

La tesis de investigación finaliza con las conclusiones y recomendaciones finales.

RESUMEN

La presente tesis titulada Estudio Geomecanico Para Determinar El Tipo De Sostenimiento En La Explotacion Del Tajeo 0160 Veta San Vicente-Um-Santa Maria De Pataz-Cia.Poderosa Trujillo, el problema se centra en la selección del tipo de sostenimiento adecuada para cada tipo de roca mediante la evaluación geomecánica, el cual incrementa los costos y tiempos de sostenimiento en la explotación del tajeo 0160 se persigue el objetivo general de determinar la influencia de la evaluación geomecánica en la selección del tipo de sostenimiento para cada tipo de roca mediante la clasificación geomecánica en el tajeo 0160, en la Compañía Minera Poderosa. La investigación consta de una descripción geológica, geomecánica y la descripción del sostenimiento actual en la explotación del tajeo 0160 y se aplicó el planteamiento metodológico de enfoque descriptivo no experimental, obteniendo resultados que garantizan una mejor selección del tipo de sostenimiento para cada tipo de roca mediante la clasificación geomecánica de Bieniawski de 1989 y Q de Barton los cuales reducen los tiempos y costos de sostenimiento, arribando a la principal conclusión de que la evaluación geomecánica del macizo rocoso en la explotación del tajeo 0160 para efectos de selección de sostenimiento de acuerdo a la clasificación geomecánica de Bieniawski de 1989 y Q de Barton, nos determina que la selección del tipo de sostenimiento adecuado para cada tipo de roca está en función de una evaluación geomecánica constante y eficiente.

Palabras claves: Evaluación geomecánica, Clasificación geomecánica, Selección del tipo de sostenimiento, Costos de sostenimiento.

CAPÍTULO I

ASPECTO METODOLOGICO DE LA INVESTIGACION

1.1. EL PROBLEMA

1.1.1. Descripción De La Realidad Problemática

La compañía minera poderosa S.A es una empresa aplicada a la explotación minera subterránea con parte convencional y mecanizada donde se aplica el método de explotación corte y relleno ascendente en tajeos, donde la vetas tienen un buzamiento de 30° y 45°, la capacidad de planta instalada en la dos unidades mineras de la compañía tanto en Unidad Minera Santa María (Zona Sur) y Unidad Minera Marañón (Zona Norte) es de 1000 TM/DIA, pero el tratamiento diario que se da es de 860 TM/DIA.

En la explotación se presenta acontecimientos inesperados ya que el comportamiento del macizo rocoso es impredecible motivo por el cual la elección del tipo de sostenimiento es fundamental, ya que afectaría en la seguridad del recurso humano y equipos, así también en la producción por lo tanto generaría sobre costos.

Debido a los problemas que ocasiona la toma de decisión en el tipo de sostenimiento a utilizar en los tajeos, así también tomando en cuenta las características del macizo rocoso que tenemos en la veta San Vicente se optó por una valoración del macizo rocoso para así lograr tener una toma de decisión más asertiva y eficaz, por lo tanto un sostenimiento acorde a la caja techo y caja piso que se presenta en el yacimiento mineral. El campo de estudio donde se aplicara la valoración y el análisis del tipo de sostenimiento es el tajeo 0160 ubicado en la Galería S 0160 Nivel 2670 donde se extrae oro de los sulfuros pirita, galena, calcopirita.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema general

¿Cuál son las características Geomecánicas de las rocas y el tipo de sostenimiento adecuado para la explotación tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Pataz- CIA Poderosa -Trujillo?

1.2.2. Problemas específicos

- a) ¿Cuál son las características Geomecánicas de las rocas para la explotación tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Pataz- CIA Poderosa -Trujillo?
- b) ¿Cuál es el tipo de sostenimiento adecuado para la explotación tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Pataz- CIA Poderosa -Trujillo?
- c) ¿Cuál es el costo del sostenimiento seleccionado para la explotación tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Pataz- CIA Poderosa -Trujillo?

1.3. OBJETIVOS

1.3.1. Objetivo general

Determinar las características Geomecánicas de las rocas y el tipo de sostenimiento adecuado para la explotación tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Pataz- CIA Poderosa –Trujillo.

1.3.2. Objetivos específicos.

- a) Determinar las características Geomecánicas de las rocas para la explotación tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Pataz- CIA Poderosa -Trujillo.
- b) Determinar el tipo de sostenimiento adecuado para la explotación tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Pataz- CIA Poderosa -Trujillo.

c) Determinar el costo del sostenimiento seleccionado para la explotación tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Pataz- CIA Poderosa -Trujillo.

1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DEL ESTUDIO

El trabajo de investigación se justifica ya que la aplicación del tipo de sostenimiento en el tajeo influye en la producción y en la seguridad del recurso humano, por lo tanto una mala decisión implica mayores costos y peligro permanente en el tajeo que es explotado en corte y relleno ascendente.

Para conocer el comportamiento del macizo rocoso, RMR, el índice Q, GSI, se determinara mediante la valoración del macizo rocoso para conocer un tipo de sostenimiento óptimo.

Los resultados de la investigación establecerá el tipo de sostenimiento optimo y aplicable en la explotación por corte y relleno ascendente en tajeos, y permitirá aplicar en labores con condiciones parecidas en interior mina, por ende el objetivo es optimizar el sostenimiento en tajeo 0160 explotado por el método corte y relleno ascendente, finalmente optimizar la toma de decisiones en el tipo de sostenimiento.

1.5. ALCANCES Y LIMITACIONES

1.5.1. Alcances

Este estudio de investigación se enfoca en evaluar el macizo rocoso con el propósito de tomar decisiones en el tipo de sostenimiento a aplicar en los tajeo 0160 que es explotado por el método corte y relleno ascendente, por ende se estudiara los factores que influyen en la elección del tipo de sostenimiento, así también el estudio en mención es aplicable para otras empresas mineras que apliquen el método de explotación corte y relleno ascendente.

1.5.2. Limitaciones

Una limitación en cuanto al trabajo de investigación es obtención de estudios geomecánicos en la zona ya que la CIA PODEROSA tiene restricciones en cuanto a la información de las labores.

1.6. HIPÓTESIS

1.6.1. Hipótesis general

La determinación de las características Geomecánicas de las rocas y la selección del tipo de sostenimiento optimizará la explotación tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Pataz- CIA Poderosa –Trujillo.

1.6.2. Hipótesis específicas

- a) Las características Geomecánicas de la roca permitirá determinar el tipo de roca que se presenta en la explotación del tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Pataz- CIA Poderosa –Trujillo.
- b) El tipo de sostenimiento elegido contralara la inestabilidad y así se estandarizara en la explotación del tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Pataz- CIA Poderosa -Trujillo.
- c) Al determinar el tipo sostenimiento adecuado se dará a conocer el costo de sostenimiento según el tipo de roca que presenta en la explotación tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Pataz- CIA Poderosa -Trujillo.

1.7. VARIABLES E INDICADORES

1.7.1. Variables independientes

- a) Estudio geomecanico

1.7.2. Variables dependientes

- a) tipo de sostenimiento en la explotación del tajeo 0160

Tabla 1. Variables e indicadores de la investigación

VARIABLES	INDICADORES	ESCALA DE MEDIDA
VARIABLE DEPENDIENTE X: Tipo de sostenimiento en la explotación Del tajeo 0160	▪ Sostenimiento Activo. ▪ Sostenimiento Pasivo. ▪ Factibilidad Técnica ▪ Económica	\$/TM - \$/Metros \$/TM
VARIABLES INDEPENDIENTES (Y). Estudio Geomecánico:		
Y1: calidad del macizo rocoso	▪ Características geo mecánicas	RMR,Q,GSI
Y2: Tipo de sostenimiento para la explotación de corte y relleno.	▪ Minado del Tajeo 0160 veta San Vicente	Diseño ,TM/DIA
Y3: costo de sostenimiento	▪ Costo de sostenimiento convencional. ▪ Costo de sostenimiento mecanizado	\$/m2 \$/m2

Fuente: Elaboración propia

1.8. DISEÑO METODOLÓGICO DE LA INVESTIGACIÓN

1.8.1. Enfoque de la investigación

En el presente trabajo de investigación es de tipo descriptivo no experimental, mediante cual se desarrolla una explicación detallada de la realidad existente del tipo de sostenimiento; datos que ayudaran a optimizar el tipo de sostenimiento en la explotación por corte y relleno ascendente de la tajeo 0160.

1.8.2. Nivel de investigación

El nivel de estudio de investigación será no experimental descriptivo, el estudio será de tipo aplicativo, de causa y efecto, donde la causa es el tipo de sostenimiento y su efecto serán los resultados que se tendrá después del sostenimiento propuesto y determinar si es la propuesta aceptable y con esto establecer el tipo de sostenimiento adecuado.

1.8.3 Diseño de la Investigación

La metodología de investigación será no experimental descriptivo y aplicativo, para realizar la aplicación de las hipótesis por medio de la ejecución del tipo de sostenimiento del tajeo 0160 en la Unidad Minera Santa María de CIA Minera poderosa-Pataz.

1.8.4. Población y muestra

1.8.4.1. Población

La población dentro del estudio de investigación será considerar los tajeos ubicados en el nivel 2670 que están siendo explotados por el método de corte y relleno ascendente de la compañía minera poderosa.

1.8.4.2. Muestra

En la presente investigación la muestra está representado por el tajeo 0160 ubicada en la veta san Vicente RC 04 CH 0160, cuya sección es de 300x 40 m, que se explota por el método de corte y relleno ascendente en bloques de 75 x 40 m con un buzamiento de veta de 30°.

1.9. MATRIZ DE CONSISTENCIA

ESTUDIO GEOMECANICO PARA DETERMINAR EL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN LA EXPLOTACION DEL TAJEO 0160 VETA SAN VICENTE -UM, SANTA MARIA DE PATAZ- CIA, PODEROSA TRUJILLO.			
PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLES
Problema principal P. ¿Cuál son las características Geomecánicas de las rocas y el tipo de sostenimiento adecuado para la explotación tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Patatz- CIA Poderosa - Trujillo?	Objetivo principal O.- Determinar las características Geomecánicas de las rocas y el tipo de sostenimiento adecuado para la explotación tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Patatz- CIA Poderosa - Trujillo	Hipótesis principal H1. La determinación de las características Geomecánicas de las rocas y la selección del tipo de sostenimiento optimizará la explotación tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Patatz- CIA Poderosa - Trujillo	Variable independiente ESTUDIO GEOMECANICO
Problemas específicos P1. ¿Cuál son las características Geomecánicas de las rocas para la explotación tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Patatz- CIA Poderosa - Trujillo? P2. ¿Cuál es el tipo de sostenimiento adecuado para la explotación tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Patatz- CIA Poderosa - Trujillo? P3. ¿Cuál es el costo del sostenimiento seleccionado para la explotación tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Patatz- CIA Poderosa - Trujillo?	Objetivo específico O1. Determinar las características Geomecánicas de las rocas para la explotación tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Patatz- CIA Poderosa - Trujillo O2. Determinar el tipo de sostenimiento adecuado para la explotación tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Patatz- CIA Poderosa - Trujillo O3. Determinar el costo del sostenimiento seleccionado para la explotación tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Patatz- CIA Poderosa - Trujillo	Hipótesis específicas H1. Las características Geomecánicas de la roca permitirá determinar la competencia del macizo rocoso en la explotación del tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Patatz- CIA Poderosa - Trujillo. H2. El tipo de sostenimiento elegido contralara la inestabilidad y así se estandarizara en la explotación del tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Patatz- CIA Poderosa - Trujillo. H3. El costo del método de sostenimiento elegido minimizará los costos de ciclo de minado de la explotación tajeo 0160 veta San Vicente UM Santa María de Patatz- CIA Poderosa - Trujillo.	Variable TIPO DE SOSTENIMIENTO EN LA EXPLOTACION DEL TAJEO 0160

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DEL ESTUDIO DE INVESTIGACIÓN

2.1.1. Antecedentes nacionales

Rodríguez Paihua, J. D. (2021); en el trabajo de investigación que lleva por título “Caracterización Del Macizo Rocoso Para Proponer Un Diseño Sostenimiento En La Compañía Minera Marsa S.A 2021”. Tesis De Pregrado De La Universidad Nacional De San Cristóbal De Huamanga; quien establece el objetivo : Determinar de qué manera la caracterización del macizo rocoso influye en la propuesta de diseño de sostenimiento en la compañía minera Marsa S.A. 2021. la metodología de la investigación emplea un enfoque aplicado y cuantitativo, involucra la intervención del investigador en un escenario experimental, se basa en la recopilación prospectiva de datos en un contexto longitudinal, y presenta un enfoque analítico que aborda múltiples variables ,asi mismo los resultados obtenidos de este análisis proporcionan recomendaciones específicas para el diseño de sostenimiento en función de distintas consideraciones geomecánicas. La metodología involucra el uso de clasificaciones reconocidas, como la de Bieniawski, y el parámetro Q de Barton. El estudio emplea un enfoque técnico respaldado por software especializados y métodos empíricos, lo que permite abordar de manera precisa la determinación de aspectos clave en la estabilidad de excavaciones mineras y llega a la conclusión que el analisis de las discontinuidades permitió constatar que el macizo rocoso exhibe una calidad geomecánica deficiente (categorizado como Tipo IV-A y IV-B). Esta característica se atribuye a su ubicación en la región de mineralización, donde se observa un fracturamiento que ocurre en una dirección sub-paralela al avance.

Vega Quispe, R. A. (2021); en el estudio académico que lleva el nombre de “DETERMINACION DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO MEDIANTE LAS CLASIFICACIONES GEOMECHANICAS GSI, RMR Y Q DE BARTON EN LAS LABORES DE LA UNIDAD MINERA SAN ANTONIO – COMPAÑÍA MINERA CHASPAYA S.A.C. 2021”. ”. Tesis De Pregrado De La Universidad Nacional De Moquegua; que tiene como objetivo la aplicación de las clasificaciones geomecánicas GSI, RMR y Q de Barton para poder determinar el tipo de sostenimiento de la Unidad Minera San Antonio. La Metodología aplicada de la investigación adoptada es de carácter descriptivo, ya que se procederá a recopilar información con el objetivo de ofrecer una descripción detallada y cuantificable en relación a las categorías geomecánicas para discernir el tipo de método de soporte adecuado. así mismo obtiene la conclusión Mediante el análisis geomecánico, se logró examinar las características del conjunto de rocas, compuesto mayormente por granodiorita de naturaleza sedimentaria, con una estructura fina de minerales como cuarzo y feldespatos. Este análisis tenía como propósito determinar el método de soporte más adecuado basándose en las propiedades físicas que se identificaran en las rocas.

2.1.2. Antecedentes locales

Manuel Quispe Acuña, Jesús Arizábal Navarrete (2009); en su trabajo de investigación PROING Minas titulada “Aplicación de la Geomecánica al sostenimiento del túnel de descarga de la central hidroeléctrica de Machupicchu”. Investigación de pregrado de la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco; quien llega a la conclusión que la construcción de la Central Hidroeléctrica de Machupicchu se llevó a cabo principalmente sobre una base de roca Granodiorita, con la particularidad de presentar fallas locales significativas. Un componente esencial de esta obra fue la creación de un túnel de descarga con una longitud de 90 metros lineales y una sección de 5 por 5

metros. Este túnel, caracterizado por una pendiente del 45%, se encuentra conectado al túnel principal por el cual fluyen las aguas provenientes de las turbinas.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. Mecánica de rocas

La mecánica de rocas es un campo teórico y práctico que se enfoca en analizar el comportamiento mecánico de las rocas y los macizos rocosos. En esencia, representa una disciplina dentro de la ingeniería que se dedica a examinar cómo las rocas y los conjuntos rocosos reaccionan ante las fuerzas que operan en su entorno (Ramirez Oyanguren & Alejandro Monge, 2004, pág. 3)

Roberto blanco (1981) menciona que se denomina mecánica de rocas a la rama científica encargada de explorar las características físicas y mecánicas de las formaciones rocosas, así como los procesos que se desencadenan en el entorno rocoso al llevar a cabo actividades mineras. Esto abarca aspectos como la estabilidad del macizo rocoso, las variaciones en la forma de las rocas y las fuerzas ejercidas en ellas debido a la actividad minera. El término fuerzas mineras hace referencia a las tensiones que afectan a las rocas circundantes de una excavación minera, surgidas y generadas como resultado directo de las operaciones mineras. (pág. 5)

Es un campo científico que se sustenta en el estudio del comportamiento de las rocas y el macizo rocoso. Trabaja en estrecha colaboración con la geología, examinando aspectos como la composición de las rocas, los diferentes tipos de estructuras, las grietas y las discontinuidades presentes en una masa rocosa en un yacimiento minero subterráneo. (Irwin Edinson & Hans Evanof, 2019, pág. 39)

2.2.2. Características Geomecánicas del macizo rocoso

Gavilanes J & Andrade Jaro (2004) ; indica que para comprender la relación entre la roca y el macizo rocoso, es esencial examinar cómo las características de la roca en su estado íntegro pueden ser superadas por las características de las fracturas en la roca. No obstante, esto no implica que se deban descartar las propiedades de la roca sin fracturas al considerar el comportamiento del macizo rocoso fracturado. Esta consideración es especialmente relevante cuando las fracturas están ampliamente separadas y la roca en su estado íntegro muestra debilidad y alteración. En tales circunstancias, las propiedades de la roca pueden ejercer una influencia significativa en el comportamiento general del macizo rocoso. A pesar de esto, en términos generales, las Propiedades de las discontinuidades tienden a ser más influyentes que las propiedades de la roca intacta. (pág. 63)

2.2.2.1. Resistencia Mecánica de la roca

Gavilanes j & Andrade Jaro(2004),hace mencion que “Los ingenieros requieren conocer bajo qué condiciones de carga el macizo rocoso perderá su integridad estructural”. (pág. 155)

Es la máxima capacidad de carga portante y es la característica más relevante que se toma en cuenta para la excavación en un terreno, así mismo su determinación se da:

Estimación mediante métodos no directos

- Ensayo de compresión simple.
- Ensayo triaxial.
- Ensayo de corte directo.

Estimación mediante métodos no directos

- Ensayo de carga puntual.
- Ensayo de propiedades físicas.
- Ensayo con Martillos de schmith.

2.2.2.2. Densidad de la roca

Ramirez Oyanguren & Alejandro Monge (2004); menciona que “La denominada densidad natural o húmeda es la relación entre la masa de una muestra de roca en su estado natural, o sea, con un cierto contenido de humedad, y el volumen que ocupa” (pág. 31)

“La densidad es una propiedad elemental y fundamental de los materiales, relacionada con la naturaleza de sus constituyentes y la existencia de espacios vacíos entre ellos.” (Aguirre Larriva, 2020, pág. 20)

2.2.2.3. Abrasividad

La abrasividad representa una de las propiedades más significativas que afectan los gastos asociados con procesos como la perforación, el desprendimiento y la trituración. Este aspecto está en gran medida condicionado por la composición mineralógica, la textura, la estructura y la porosidad de las rocas. Estas características requieren un análisis petrográfico meticuloso y la evaluación precisa de las propiedades mecánicas, incluyendo la resistencia a la compresión y la tracción indirecta de las rocas, para su determinación precisa (Correa Arroyave & Rueda Fonseca, 2022, pág. 44)

2.2.2.4. Tenacidad

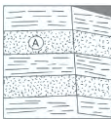
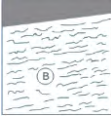
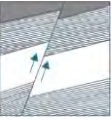
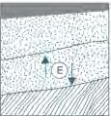
La tenacidad de una roca se determina mediante el análisis de la relación entre tensión y deformación, y representa la cantidad de energía elástica requerida para deformarla utilizando un útil corte. La utilidad de la tenacidad de una roca se destaca

especialmente en la evaluación de su capacidad para resistir el desgaste por fricción, y esta propiedad se emplea de manera habitual en el cálculo del índice de tenacidad, específicamente en relación con la rozabilidad. (Sanz Contreras & Santamaria Arias, 1993, pág. 30).

2.2.2.5. Estructura de las rocas

Las rocas presentan diversas estructuras secundarias debido a su origen, edad y procesos geológicos; así mismo en la naturaleza se encuentran elementos como estratificación, esquistosidad, pliegues, fallas y juntas, que influyen en su apariencia y comportamiento de la misma, estas estructuras que se presentan influyen en la estabilidad de las rocas.

Tabla 2. esquema de estructuras de las rocas

ESTRUCTURA DE LAS ROCAS	ESQUEMATIZACION
Estratificación o bandeamiento	
Esquistosidad	
Fractura	
Fallas	
Contactos	

Fuente: Elaboración propia

2.2.3. Parámetros de resistencia de la roca intacta

2.2.3.1. Índice de dureza

Ramirez Oyanguren & Alejandro Monge (2004), menciona que “Las resistencias de las rocas se pueden estimar también en el campo utilizando una navaja y un martillo de geólogo, aunque con menos precisión que con el martillo de Schmidt.” (pág. 179), en la tabla se logra visualizar la influencia de la identificación que se realiza en campo con la aproximación de la resistencia a compresión simple expresada en Mpa.

Tabla 3. Estimación de la resistencia de las rocas mediante un martillo de geólogo y una navaja

Grado	Descripción	Identificación de campo	Valor aproximado de la resistencia a compresión simple en MPa
R 0	Extremadamente débil	Se puede penetrar con el dedo pulgar	0,25-1,0
R 1	Muy débil	Deleznable bajo golpes fuertes con la parte puntiaguda del martillo geológico; puede cortarse con una navaja.	1,0-5,0
R 2	Débil	Puede cortarse con dificultad con una navaja; se pueden hacer marcas poco profundas golpeando fuertemente la roca con la punta del martillo	5,0-25
R 3	Media	No se puede cortar con una navaja; las muestras se pueden romper con un golpe firme con el martillo.	25-50
R 4	Resistente	Se necesita más de un golpe con el martillo geológico para romper la muestra.	50-100
R 5	Muy resistente	Se necesitan muchos golpes con el martillo geológico para romper la muestra.	100-250
R 6	Extremadamente resistente	Sólo se pueden desprender esquirlas de la muestra con el martillo geológico.	>250

Fuente: MECANICA DE ROCAS (Ramirez Oyanguren & Alejandro Monge, 2004)

2.2.3.2. Grado de meteorización

Las características mecánicas de las rocas tienen la capacidad de cambiar y fluctuar en función del nivel de meteorización. La meteorización engloba la desintegración mecánica y la descomposición química que ocurre en minerales y rocas. A su vez, el proceso de meteorización de las rocas está influenciado por la profundidad y la exposición de las áreas expuestas en la superficie. En consecuencia, conforme la profundidad aumenta, se observa una disminución en el grado de meteorización.

Tabla 4. Descripción del Grado de Meteorización de la Roca intacta.

Grado	Descripcion
SANA	No existe evidencia de cualquier alteración química y mecánica
LIGERAMENTE METEORIZADA	Ligera decoloración en la superficie De ser posible debe mencionarse el mineral al que está asociada dicha decoloración.
MODERADAMENTE METEORIZADA	Decoloración evidente. Superficie moteada y alterada, llegando incluso a presentarse por debajo de la superficie de la roca.
ALTAMENTE METEORIZADA	Decoloración total. La alteración de la roca se extiende por casi todo el bloque o pieza considerada
DESINTEGRADA	La roca se ha meteorizado a la condición de un suelo, vestigios de la textura original. La roca friable pero los granos minerales no se han descompuesto

FUENTE: Introducción a la Ingeniería De Túneles (gavilanes j & Andrade Jaro, 2004)

2.2.4. Clasificación geomecánica

Dentro de la caracterización geomecánica de masas rocosas, la clasificación geomecánicas desempeñan un rol esencial. Surgieron de la necesidad de sistematizar datos empíricos para evaluar medidas de sostenimiento en túneles. Representan un enfoque de ingeniería geológica que analiza el comportamiento del macizo rocoso rocosas y guía la estimación de parámetros geotécnicos y tipos de refuerzo para el diseño de túneles. (Diaz Velásquez, Vicente Llana, & Vilcapoma Egoavil, 2021, pág. 34)

En esta investigación se estudiará basándose en las cinco categorizaciones que en la actualidad tienen mayor uso en la actualidad:

- Clasificación de Deere (RQD)
- Clasificación Bieniawsky (RMR)
- Clasificación de Barton (Q de Barton)
- Clasificación GSI
- Clasificación del NATM

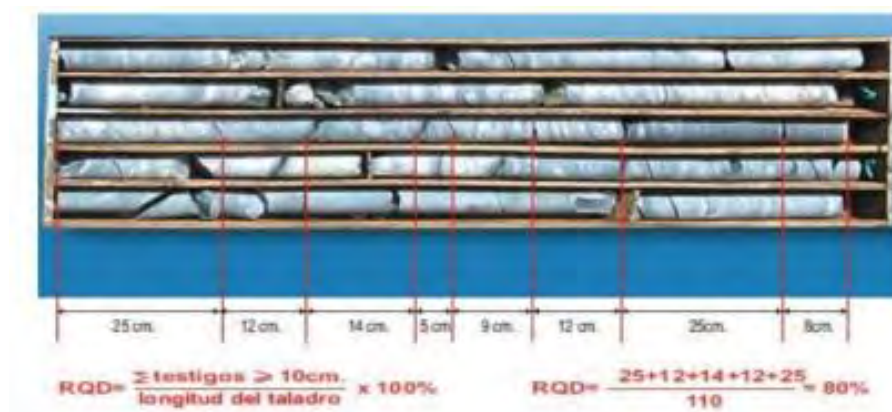
2.2.4.1. Clasificación de Deere (RQD)

Según Ochoa Peña (2009) “Permite la obtención de un índice, que es un valor cuantitativo que representa la calidad del macizo rocoso, teniendo en cuenta las características del testigo recuperado en una perforación.” (pág. 24)

Con el propósito de abordar los desafíos planteados por las categorizaciones iniciales empleadas para prever el soporte en túneles, emergieron nuevas clasificaciones. Un ejemplo es la propuesta de Deere en 1967, que estableció un enfoque de diseño de sostenimiento basado en el RQD. Este Parametro se calcula a partir del porcentaje de fragmentos de testigos de perforación con dimensiones superiores a 10 cm. (Ramirez Oyanguren & Alejandro Monge, 2004, pág. 147)

$$RQD = \frac{\sum(\text{Longitud de testigos} \geq 10\text{cm})}{\text{Longitud del taladro (cm)}} * 100\%$$

Figura 1. Estimación del R.Q.D. a partir de testigos de sondeo.



Fuente: Mecanica Rocas:Fundamento e Ingeniería de Taludes (Ramirez Oyanguren & Alejandro Monge, 2004)

Tabla 5. Relación del RQD y la calidad de roca desde el punto de vista en la ingeniería

RQD	Calidad de Roca
< 25%	<i>Muy mala</i>
25-50%	<i>Mala</i>
50-75%	<i>Regular</i>
75-90%	<i>Buena</i>
90-100%	<i>Muy buena</i>

0

Fuente: Excavación Subterráneas En Rocas (Hoek & Brown, 1985)

En caso que no se cuente con un sondaje, se puede utilizar la siguiente relación propuesta por Palmstrom pero su grado de precisión no es superior a lo propuesto Bieniawski.

$$RQD = 115 - 3.3J_v$$

Donde J_v es el índice volumétrico de juntas o número de juntas por metro cúbico

Registro de juntas por metro lineal.

$$RQD = 100e^{-0.1\lambda}(0.1\lambda + 1)$$

$$\lambda = \frac{1}{\text{Frecuencia de juntas}}$$

Donde:

RQD: Rock Quality Designation

J_v : Número de juntas por metro cúbico.

λ : Número de discontinuidades por metro lineal

2.2.4.2. Clasificación de Bieniawski (RMR)

Ramirez Oyanguren & Alejandro Monge (2004) , indica que con el propósito de evaluar la calidad del macizo de rocoso, se separan en dominios estructurales, que son áreas delimitadas por discontinuidades geológicas, donde la composición es mayormente uniforme. La estructura del macizo rocoso comprende el grupo las fallas, fracturas, pliegues y otras particularidades geológicas específicas de una región. El indicador que establece la clasificación es conocido como RMR (Rock Mass Rating). (pág. 149)

lo propuesto por Bieniawski valora de la resistencia de la matriz rocosa, el índice RQD, condición de las discontinuidades y parámetros hidrogeológicos, utilizada en este trabajo mediante la ecuación.

$$\text{RMR} = V(\text{UCS}) + V(\text{RQD}) + V(\text{S}) + V(\text{JC}) + V(\text{WC}) + V(\text{OJ})$$

Cada valor corresponde a los parámetros establecidos:

- V(UCS) Resistencia de la roca
- V(RQD) Rock quality designation
- V(S) Separación de discontinuidades
- V(JC) Condición de discontinuidades
- V(WC) Condiciones hidrológicas
- V(OJ) Ajuste por orientación de las juntas.

Tabla 6. Parámetros a utilizar en RMR (Bieniawski)

PARAMETROS		ESCALA DE VALORES							
1	Resistencia de la roca intacta	Bajo carga puntual	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para estos valores es preferible la resistencia a compresión simple		
		A compresión simple	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	<1 MPa
	VALOR		15	12	7	4	2	1	0
2	R.Q.D.		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	VALOR		20	17	13	8	3		
3	ESPACIADO DE LAS JUNTAS		>2 m	0,6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	<60 mm		
	VALOR		20	15	10	8	5		
4	CONDICION DE LAS JUNTAS		Muy rugosas, sin continuidad, cerradas, roca labios sana.	Ligeramente rugosa separación <1 mm, roca labios ligeramente meteorizada.	Ligeramente rugosa separación <1 mm, roca labios muy meteorizada.	Espejo o falla o relleno de espesor <5 mm, o juntas abiertas 1-5 mm, juntas continuas.	Relleno blando de espesor >5 mm, o juntas abiertas >5 mm, juntas continuas.		
	VALOR		30	25	20	10	0		
5	AGUA	FLUJO EN CADA 10 m DE TUNEL, o bien	Ninguno	<10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	>125 l/min		
		Relación presión del agua en la junta/tensión principal máxima.	0	<0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	>0,5		
		CONDICIONES GENERALES	Completamente seco	Manchas de humedad	Muy húmedo.	Goteo.	Flujo de agua.		
		VALOR	15	10	7	4	0		

Fuente: Mecanica Rocas:Fundamento e Ingeniería de Taludes (Ramirez Oyanguren & Alejandro Monge, 2004)

Tabla 7. Ajuste por orientación por discontinuidad (Bieniawski)

ORIENTACION DEL RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES		MUY FAVORABLE	FAVORABLE	REGULAR	DESFAVORABLE	MUY DESFAVORABLE
VALORES	TUNELES Y MINAS	0	-2	-5	-10	-12
	CIMENTACIONES	0	-2	-7	-15	-25
	TALUDES	0	-5	-25	-50	-60

Fuente: Mecanica Rocas:Fundamento e Ingeniería de Taludes (Ramirez Oyanguren & Alejandro Monge, 2004)

Tabla 8. Valor para la abertura de las discontinuidades

Grado	Descripción	Separación de las caras	Valoración
1	Abierta	> 5mm	0
2	Moderadamente abierta	1 – 5 mm	1
3	Cerrada	0.1 – 1 mm	4
4	Muy cerrada	< 0.1 mm	5
5	Ninguna	0	6

Fuente: Mecanica Rocas:Fundamento e Ingeniería de Taludes (Ramirez Oyanguren & Alejandro Monge, 2004)

Tabla 9. Valor para la continuidad o persistencia de las discontinuidades

Grado	Descripción	Continuidad	Valoración
1	Muy baja	< 1 m	6
2	Baja	1 – 3 m	4
3	Media	3 – 10 m	2
4	Alta	10 – 20 m	1
5	Muy alta	> 20m	0

Fuente: Mecanica Rocas:Fundamento e Ingeniería de Taludes (Ramirez Oyanguren & Alejandro Monge, 2004)

Tabla 10. Valor para la alteración de las discontinuidades

Grado	Descripción	Valoración
1	Descompuesta	0
2	Muy alterada	1
3	Moderadamente alterada	3
4	Ligeramente alterada	5
5	Muy alterada	6

Fuente: Mecanica Rocas:Fundamento e Ingeniería de Taludes (Ramirez Oyanguren & Alejandro Monge, 2004)

Tabla 11. Valor para la rugosidad de las discontinuidades

Grado	Descripción	Valoración
1	Muy rugosa	6
2	Rugosa	5
3	Ligeramente rugosa	3
4	Lisa	1
5	Plana (espejo de falla)	0

Fuente: Mecanica Rocas:Fundamento e Ingeniería de Taludes (Ramirez Oyanguren & Alejandro Monge, 2004)

Tabla 12. Valor para el relleno de las discontinuidades

Grado	Descripción	Valoración
1	Blando > 5 mm	0
2	Blando < 5 mm	1
3	Duro > 5 mm	2
4	Duro < 5mm	4
5	Ninguno	6

Fuente: Mecanica Rocas:Fundamento e Ingeniería de Taludes (Ramirez Oyanguren & Alejandro Monge, 2004)

Tabla 13. Clasificación Geomecanica RMR

Tipo de roca	Rango RMR	Rango Q	Calidad según RMR
II	> 60	> 5.92	Buena
IIIA	51 – 60	2.18 – 5.92	Regular A
IIIB	41 – 50	0.72 – 1.95	Regular B
IVA	31 – 40	0.24 – 0.64	Mala A
IVB	21 – 30	0.08 – 0.21	Mala B
V	< 21	<0.08	Muy Mala

Fuente: Area geomecanica compañía Minera Poderosa

Tabla 14. Significado de la clase de macizos rocosos

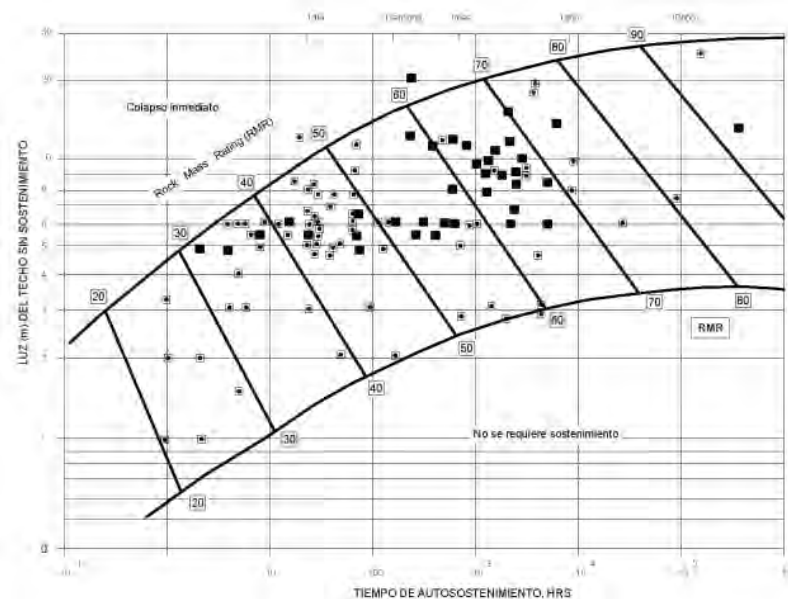
CLASE NUMERO	I	II	III	IV	V
TIEMPO DE MANTENIMIENTO	20 años para 15 m	1 año para 10 m	1 semana para 5 m	10 horas para 2,5 m	30 minutos para 1 m
COHESION (KPa)	>400	300-400	200-300	100-200	<100
ANGULO DE FRICCION (Grados)	>45° KPa	35°-45°	25°-35°	15°-25°	<15°

Fuente: Mecanica Rocas:Fundamento e Ingenieria de Taludes (Ramirez Oyanguren & Alejandro Monge, 2004)

Tabla 15. Sostenimiento Según el RMR

Clase de macizo rocoso	Excavación	Pernos (20 mm) de diámetro, inyectados	Soporte con concreto armado	Costillas
I. Roca Muy Buena RMR: 81-100	A sección completa. 3 m. de avance.	Generalmente no se requiere.		Ninguno
II. Roca Buena RMR: 61-80	A sección completa 1-1.5 m de avance. Soporte completo a 20 m del frente.	Pernos en la corona de 3 m. de longitud espaciados a 2.5 m malla ocasional	50 mm en la corona donde se requiera	Ninguno
III. Roca Regular RMR: 41-60	Frente superior y destroza, 1.5-3 m de avance en media sección. Inicio del soporte después de cada voladura. Soporte completo a 10 m del frente	Pernos sistemáticos, 4 m de longitud, espaciados 1.5-2 m en la corona y hastiales con malla en la corona.	50 – 100 mm en la corona y 30 mm por los lados	Ninguno
IV. Roca Pobre RMR: 21-40	Frente superior y destroza, 1 – 1.5 m de avance en la media sección superior. Instalación de soporte conjuntamente con la excavación 10 m del frente	Pernos sistemáticos, 4- 5 m de longitud, espaciados 1 – 1.5 m en la corona y hastiales con malla.	100 – 150 mm en la corona y 30 mm por los lados	Costillas ligeras a medias espaciadas 1.5 m a donde se requiera.
V. Roca Muy pobre, RMR: < 20	Múltiples galerías 0.5-1.5 m. de avance en la sección superior. Instalación de soporte conjuntamente con la excavación. Concreto proyectado tan pronto como sea posible después de las voladuras.	Pernos sistemáticos, 5-6 m. de longitud, espaciados 1- 1.5 m en la corona y hastiales con malla. Pernos invertidos	150- 200 mm en la corona, 150 mm en los lados y 50 mm al frente	Costillas medianas a resistentes, espaciadas a 0.75 m con planchas de acero y tablestacas si se requiere.

Fuente: Mecanica Rocas:Fundamento e Ingeniería de Taludes (Ramirez Oyanguren & Alejandro Monge, 2004)

Tabla 16. Tiempo de auto sostenimiento de acuerdo al RMR (Bieniawski 1989)

Fuente: Guía De Criterios Geomecánicos Para Diseño, Construcción, Supervisión Y Cierre De Labores Subterráneos (Osinergmin, 2017, pág. 79)

2.2.4.3. Clasificación de Barton (NGI)

Chuyes Benel (2019), menciona “Sistema de clasificación geomecánica, aplicada para la caracterización de material rocoso dentro de labores subterráneas en base a las condiciones que presenta la roca.” (pág. 25)

2.2.4.3.1. Definición del índice de calidad Q

La determinación del valor Q en el sistema de clasificación geomecánica de Barton se describe mediante la siguiente fórmula matemática, en la que cada variable corresponde a un valor específico relacionado con una condición particular del terreno rocoso.

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

RQD: Porcentaje de recuperación del testigo de sondeo

J_n: Número de familias de fracturas

J_r: Factor de rugosidad de las discontinuidades

J_a: Factor de alteración de las discontinuidades

J_w: Factor de reducción por contenido de agua en las discontinuidades

SRF: Parámetro que considera el estado tensional en la masa rocosa

También es factible organizar los componentes de la ecuación de Q de Barton en grupos de la manera siguiente:

$\frac{RQD}{J_n}$: Representa el tamaño de los bloques

$\frac{J_r}{J_a}$: Representa a la resistencia del cizallamiento entre los bloques

$\frac{J_w}{SRF}$: Representa los esfuerzos activos

Tabla 17. Valor del RQD según Barton

1.Calidad de Testigo RQD		RQD (%)
A	Muy mala	0-25
B	Mala	25-50
C	Media	50-75
D	Buena	75-90
E	Excelente	90-100
Notas: -Cuando se obtienen valores del RQD inferiores o iguales a 10, se toma un valor de 10 para calcular el índice Q. -Los intervalos los de 5 unidades para el RQD, es decir. 100, 95, 90, etc., tienen suficiente precisión.		

Fuente: Ingeniería Geologica (Gonzalez de Vallejo, 2002)

Tabla 18. Valor de J_n según Barton

2.Indice de Diaclasado		J_n
A	Roca masiva, sin diaclarar o con fisuración escasa	0.5-0.1
B	Una familia de diaclasas	2
C	Una familia y algunas diaclasas aleatorias	3
D	Dos familias de diaclasas	4
E	Dos familias y algunas diaclasas aleatorias	6
F	Tres familias de diaclasas	9
G	Tres familias y algunas diaclasas aleatorias	12
H	Cuatro o más familias, diaclasas aleatorias, roca muy fracturada, roca en terrones, etc.	15
J	Roca triturada, terrosa	20
Notas: -En intersecciones de túneles se utiliza la expresión: $3J_n$ -En la boca de los túneles se utiliza la expresión: $2J_n$		

Fuente: Ingeniería Geologica (Gonzalez de Vallejo, 2002)

Tabla 19. Valor de J_r según Barton

3.Índice de Rugosidad de las Discontinuidades		J_r
a) Contacto entre las dos caras de las discontinuidades		
b) Contacto entre las dos caras de las discontinuidades ante un desplazamiento cortante inferior a 10cm.		
A	Diaclasas discontinuas	4
B	Diaclasas onduladas, rugosas o irregulares	3
C	Diaclasas onduladas, lisas	2
D	Diaclasas onduladas, perfectamente lisas	1.5
E	Diaclasas planas, rugosas o irregulares	1.5
F	Diaclasas planas, lisas	1.0
G	Diaclasas planas, perfectamente lisas	0.5
Notas:		
-Las descripciones se refieren a caracterizaciones a pequeña escala y escala intermedia, por este orden.		
c) No existe contacto entre las caras de las discontinuidades ante un desplazamiento cortante.		
H	Zona que contiene minerales arcillosos con un espesor suficiente para impedir el contacto de las caras de la discontinuidad	1.0
J	Zona arenosa, de gravas o triturada con un espesor suficiente para impedir el contacto entre las dos caras de la discontinuidad	1.0
Notas:		
-Si el espaciado de la principal familia de discontinuidades es superior a 3 m. se debe aumentar el índice J_r en una unidad.		
-En el caso de diaclasas planas perfectamente lisas que presenten lineaciones. y que dichas lineaciones estén orientadas según la dirección de mínima resistencia, se puede utilizar el valor $J_r = 0.5$		

Fuente: Ingeniería Geologica (Gonzalez de Vallejo, 2002)

Tabla 20. Valor de J_a según Barton

4. Índice de Alteración de las Discontinuidades		ϕ_r	J_a
a) Contacto entre los planos de las discontinuidades (sin minerales de relleno intermedios)			
A	Discontinuidad cerrada, dura, sin reblandecimientos, impermeable, cuarzo	-	0.75
B	Planos de discontinuidad inalterados, superficies ligeramente manchadas	25°-35°	1.0
C	Planos de discontinuidades ligeramente alterados. Presentan minerales no reblandecibles, partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcillas, etc.	25°-30°	2.0
D	Recubrimientos de arcillas limosas o arenosas. Fracción pequeña de arcilla (no blanda)	20°-25°	3.0
E	Recubrimientos de arcillas blandas o de baja fricción, es decir, caolinita o mica. También clarita, talco, yeso, grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas	8°-16°	4.0
b) Contacto entre los planos de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante inferior a 10 cm (minerales de relleno en pequeños espesores)			
F	Partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	25°-35°	4.0
G	Fuertemente sobreconsolidados, con rellenos de minerales arcillosos no blandos (continuos, pero con espesores inferiores a 5 mm)	16°-24°	6.0
H	Sobreconsolidación media a baja, con reblandecimiento, rellenos de minerales arcillosos (continuos, pero de espesores inferiores a 5 mm)	12°-16°	8.0
J	Rellenos de arcillas expansivas, es decir, montmorillonita (continuos, pero con espesores inferiores a 5 mm). El valor de 1. depende del porcentaje de partículas con tamaños similares a los de las arcillas expansivas	6°-12°	8-12
c) No se produce contacto entre los planos de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante (rellenos de mineral de espesor)			
K L M	Zonas o bandas de roca desintegrada o triturada y arcillas (ver G, H, y J para la descripción de las condiciones de las arcillas)	6°-24°	6.8-8-12
N	Zonas o bandas de arcillas limosas o arenosas, con pequeñas fracciones de arcillas no reblandecibles	-	5.0
O P R	Zonas o bandas continuas de arcilla, de espesor grueso (ver clases G, H y J, para la descripción de las condiciones de las arcillas)	6°-24°	10-13 o 13-20
Nota: Los valores expresados para los parámetros J_r y J_a se aplican a la familia de diaclasas o discontinuidades que son menos favorables con relación a la estabilidad, tanto por la orientación de las mismas como por su resistencia al corte (esta resistencia puede evaluarse mediante la expresión: $T \approx \sigma_n \tan^{-1} \frac{J_c}{J_a}$).			

Fuente: Ingeniería Geológica (Gonzalez de Vallejo, 2002)

Tabla 21. Valor de J_w según Barton

5. Factor de reducción por la presencia de agua		Presión de agua (kg/cm^2)	J_w
A	Excavaciones secas o pequeñas afluencias, inferiores a 5 L/min, de forma localizada	< 1	1.0
B	Afluencia a presión media, con lavado ocasional de los rellenos de las discontinuidades	1-2.5	0.66
C	Afluencia importante o presión alta en rocas competentes con discontinuidades sin relleno	2.5-10	0.5
D	Afluencia importante o presión alta, produciéndose un lavado considerable de los rellenos de las diaclasas	2.5-10	0.33
E	Afluencia excepcionalmente alta o presión elevada en el momento de realizar las voladuras, decreciendo con el tiempo	> 10	0.2-0.1
F	Afluencia excepcionalmente alta, o presión elevada de carácter persistente, sin disminución apreciable	> 10	0.1-0.05
Notas: -Los valores de las clases C, D, E y F son meramente estimativos. Si se acometen medidas de drenaje, puede incrementarse el valor de J_w . -No se han considerado los problemas especiales derivados de la formación de hielo.			

Fuente: Ingeniería Geológica (Gonzalez de Vallejo, 2002)

Tabla 22. Valor de SRF según Barton

6. Condiciones tensiones de la roca		SRF
a) Las zonas débiles intersectan a la excavación, pudiendo producirse desprendimientos de roca a medida que la excavación del túnel va avanzando		
A	Múltiples zonas débiles, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca de contorno muy suelta (a cualquier profundidad)	10
B	Zonas débiles aisladas, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de la excavación ≤ 50 m)	5
C	Zonas débiles aisladas, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de la excavación ≥ 50 m)	2.5
D	Múltiples zonas de fracturas en roca competente (libres de arcillas), roca de contorno suelta (a cualquier profundidad)	7.5
E	Zonas de fractura aisladas en roca competente (libre de arcillas) (profundidad de excavación ≤ 50 m)	5.0
F	Zonas de fractura aisladas en roca competente (libre de arcillas) (profundidad de la excavación ≥ 50 m)	2.5
G	Terreno suelto, diaclasas abiertas, fuertemente fracturado, en terrones, etc. (a cualquier profundidad)	5.0

Nota:				
Se reducen los valores expresados del SRF entre un 20-50% si las zonas de fracturas solo ejercen cierta influencia pero no intersectan a la excavación				
b) Rocas competentes, problemas tensionales en las roca		σ_c/σ_1	σ_c/σ_θ	SRF
H	Tensiones pequeñas cerca de la superficie, diaclasas abiertas	> 200	< 0.01	2.5
J	Tensiones medias, condiciones tensionales favorables	200-10	0.01-0.3	1
K	Tensiones e levadas, estructura muy compacta. Normalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales	10-5	0.3-0.4	0.5-2
L	Lajamiento moderado de la roca después de 1 hora en rocas masivas	5-3	0.5-0.65	5-50
M	Lajamiento y estallido de la roca después de algunos minutos en rocas masivas	3-2	0.65-1	50-200
N	Estallidos violentos de la roca (deformación explosiva) y deformaciones dinámicas inmediatas en rocas masivas	< 2	> 1	200-400
Notas:				
-Si se comprueba la existencia de campos tensionales fuertemente anisótropicos cuando: $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, disminuyendo el parámetro σ_c hasta $0.75\sigma_c$; si $\sigma_1/\sigma_3 > 10$, se tomara el valor $0.5\sigma_c$. σ_c es resistencia a la compresión simple, σ_1 y σ_3 son la tensiones principales mayor y menor y σ_θ es la tensión tangencial máxima, estimada a partir de la teoría de la elasticidad. -En los casos en que la profundidad de la clave del túnel es menor que la anchura de la excavación, se sugiere aumentar el valor del SRF entre 2.5 y 5 unidades (véase clase H).				
c) Rocas deformables: flujo plástico de roca incompetente sometida a altas presiones litostáticas			σ_θ/σ_c	SRF
O	Presión de deformación baja		1-5	5-10
P	Presión de detonación alta		> 5	10-20
Notas:				
Los fenómenos de deformación o fluencia de rocas suelen ocurrir a profundidades: $H > 350Q^{1/3}$ (Singh et al. 1992). La resistencia a la compresión del macizo rocoso puede estimarse mediante la expresión: $q(MPa) = 7 \cdot \gamma \cdot Q^{1/3}$, donde γ es la densidad de la roca en g/cm^3 (Singh, 1993).				
d) Rocas expansivas: actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua				SRF
R	Presión de expansión baja			5-10
S	Presión de expansión alta			10-15

Fuente: Ingeniería Geológica (Gonzalez de Vallejo, 2002)

El rango de valoración del índice Q es de 0,001 a 1,00 y se da la clasificación dividiendo en tipo de macizo rocosos.

Tabla 23. Clasificación según Barton

VALOR DEL INDICE Q	TIPO DE MACIZO ROCOSO
0,001 y 0,01	roca excepcionalmente mala
0,01 y 0,1	roca extremadamente mala
0,1 y 1	roca muy mala
1 y 4	roca mala
4 y 10	roca media
10 y 40	roca buena
40 y 100	roca muy buena
100 y 400	roca extremadamente buena
400 y 1.000	roca excepcionalmente buena

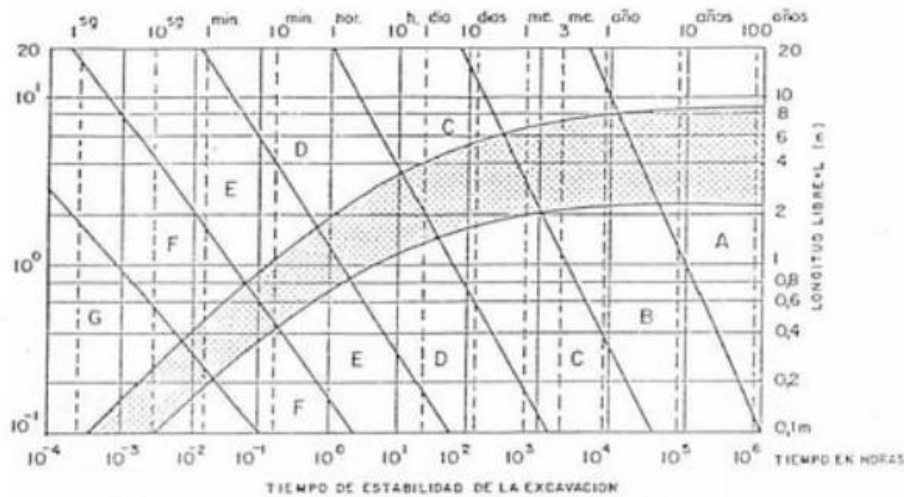
Fuente: Ingeniería Geológica (Gonzalez de Vallejo, 2002)

2.2.4.4. Clasificación NATM (Nuevo Método Austriaco de Tunelería)

Navarro carrasco (2010) argumenta extensamente sobre este tema:

El NATM es un método de construcción subterránea desarrollado por Rabcewicz y Müller en la década de 1950 y patentado en 1958 en Austria. Una de sus bases fundamentales es la clasificación geomecánica del macizo rocoso propuesta por Lauffer en 1958, que establece categorías de roca en función de la relación entre el tiempo de estabilidad de la excavación y la dimensión libre sin soporte. El NATM considera que aumentar la anchura del túnel reduce el tiempo necesario para establecer el sostenimiento, lo que destaca la importancia del tiempo de estabilidad de la excavación en este método. (pág. 31)

Figura 2. Gráfica Tiempo Estabilidad vs. Longitud del Túnel



Fuente: Geotecnia aplicada a la Construcción de Túneles (Navarro carrasco, 2010)

De lo previamente mencionado se deduce que se establece el concepto de que el suelo circundante a una excavación subterránea desempeña una función estructural al activar el cuerpo anular de soporte. El objetivo es lograr que la roca asuma un rol primordial en el sostenimiento, llevando a cabo tanto la excavación como el respaldo de manera que tanto el macizo rocoso como el soporte mismo (reducido al mínimo indispensable) puedan experimentar deformaciones, permitiendo que el nivel de tensiones correspondiente al equilibrio sea reducido al máximo. Este enfoque constructivo involucra la necesidad de contar con un conocimiento profundo del macizo rocoso, la aplicación de sistemas de soporte que puedan deformarse (y, por lo tanto, sean flexibles) y la optimización de estos a través de medidas de supervisión y control. (pág. 32)

2.2.4.5. Clasificación según Índice GSI (Geological Strength Index)

Oriundo Yaranga (2008) alega que el sistema de clasificación GSI se ajusta de manera significativa a las limitaciones geológicas presentes en la naturaleza y reflejadas en la información geológica. Una discusión involucra los niveles del índice de resistencia geológica para diferentes tipos de formaciones rocosas, destacando su aplicación en macizos rocosos heterogéneos. (pág. 74)

La clasificación geomecánica RMR de Bieniawski de 1976:

$$\text{GSI} = \text{RMR}_{76}$$

La clasificación geomecánica de Bieniawski de 1989:

$$\text{GSI} = \text{RMR}_{89} - 5$$

Esencialmente de carácter cualitativo, este índice se fundamenta en aspectos como la presencia de fracturas, la modificación de las discontinuidades, las dimensiones de los bloques y la configuración geológica de la masa rocosa.

Considera 2 parámetros:

- La condición de la estructura de la masa rocosa (GRADO DE FRACTURAMIENTO)
- La condición superficial de las estructuras.

Figura 3. Índice de resistencia geológica (GSI) para macizos rocosos fracturados

		CARTILLA GEOMECÁNICA			
		LABORES DE EXPLOTACIÓN Y AVANCES			
Indice de Resistencia Geológica (GSI)		Condición Superficial (Golpes de picota)			
		Se Rompe	Se Rompe	Se Indenta	Se Indenta
ESTRUCTURA Grado de fracturamiento		Con 3 o mas Golpes de Picota	Con 1 o 2 Golpes de Picota	Superficialmente (<5 mm)	Más de 5 mm.
Se basa en la cantidad de fracturas por metro cuadrado, medidos in situ con flexómetro.		B	R	P	MP
		Buena	Regular	Pobre	Muy Pobre
Condición Estructural - Fracturas/m ²	LF 2 a 5 Levemente Fracturada	A LF/B	B LF/R	-	
	F 6 a 11 Moderadamente Fracturada	B F/B	B F/R	C F/P	-
	MF 12 a 20 Muy Fracturada	B MF/B	C MF/R	D MF/P	E MF/MP
	IF >20 Intensamente Fracturada	 D IF/B	E IF/R	F IF/P	F IF/MP

Fuente: Departamento de geología (área geomecánica), CIA.MINERA PODEROSA.

2.2.4.6. Mapeo geomecánico

El mapeo geomecánico es un proceso en el cual se lleva a cabo la identificación, análisis y registro sistemático de las características geológicas, así también de características mecánicas de las formaciones rocosas presentes en una región específica. Este procedimiento implica examinar detalladamente las propiedades geológicas de las rocas, como sus discontinuidades, orientación, resistencia, tipo de roca, estructura y otras características relevantes.

2.2.4.6.1. Mapeo de registro lineal

El mapeo geomecánico por línea de detalle implica el registro de las discontinuidades presentes en las superficies de rocas expuestas en afloramientos o excavaciones subterráneas. El proceso implica trazar una línea utilizando una cinta de medición, a lo largo de la cual se identifican y documentan todas las estructuras o discontinuidades que intersectan la línea. Para cada discontinuidad, se registra información como su orientación, tipo, persistencia, apertura, relleno, rugosidad, resistencia de las paredes, efectos de meteorización y la posible presencia de agua. (Osinermin, 2017, pág. 15)

2.2.4.6.2. Mapeo en arcobato

El enfoque del mapeo mediante arco rebato consiste en generar un plano de la superficie de una excavación subterránea, abarcando tanto la bóveda como los hastiales. Este método de mapeo ofrece una representación que minimiza la distorsión y la interpretación inherentes a otros métodos, en los cuales las características geológicas se plasman en planos o secciones proyectadas. (Osinermin, 2017, pág. 15)

2.2.4.6.3. Mapeo por celdas o ventanas

A través del mapeo geomecánico por celdas, se reconocen y evalúan atributos del macizo rocoso, junto con las particularidades de las principales categorías de discontinuidades. Para cada categoría se establece la tipología de la discontinuidad, su orientación (buzamiento y dirección de buzamiento), la resistencia de las paredes de la discontinuidad, espaciamiento, persistencia, apertura, relleno, superficie rugosa y grado de alteración o meteorización. (Osinergmin, 2017, pág. 15)

2.2.5. Sostenimiento

“El sostenimiento en excavaciones subterráneas tiene la finalidad de asegurar, controlar y mantener la estabilidad de éstas, a fin de proporcionar condiciones seguras de trabajo y brindar acceso a las labores subterráneas”. (Osinergmin, 2017, pág. 85)

2.2.5.1. Sostenimiento pasivo

Son sistemas desarrollados con el propósito de proporcionar estabilidad al macizo rocoso a medida que experimenta deformaciones debido a la excavación.

2.2.5.1.1. Sostenimiento con madera

Este sistema de refuerzo se basa en la utilización de madera para construir elementos como puntales, paquetes de madera (woodpacks) y cuadros de madera que tienen la finalidad de resistir los desplazamientos de las formaciones rocosas.

a. Puntales

Los puntales consisten en sencillos postes de madera con sección circular generalmente utilizado para sostener las cajas de roca evitando su colapso y en consecuencia el cierre de la excavación uno de su extremo encaja dentro de una

patilla (cuña) mientras el otro va sobre una plantilla (plancha de madera) que ayuda a distribuir la carga.

b. Wood packs

Los paquetes de madera, conocidos como woodpacks, encuentran utilidad cuando las cargas exceden la capacidad de los puntales para soportarlas. Estos paquetes están compuestos por bloques de madera apilados para maximizar la superficie sólida. Son empleados en situaciones donde se requiere soportar un considerable peso de roca, siendo capaces de sostener hasta 90 toneladas.

c. Cuadro de Madera

En labores de desarrollo como galerías y cruceros, se utilizan estructuras de madera llamadas cuadros, que pueden variar en tipos como cuadros cojos, rectos y cónicos. Estos cuadros se emplean especialmente cuando el macizo rocoso presenta fracturas significativas. El diseño de los cuadros se ajusta a las condiciones geológicas, la presión dominante en la excavación y las dimensiones de la labor. La forma típica de un cuadro es ilustrada para mayor comprensión.

2.2.5.1.2. Cimbras metálicas

Se trata de estructuras en forma de arco construidas con perfiles metálicos de acero que se adaptan a la sección convencional del túnel. Su función principal es proporcionar sustento a la roca desprendida del techo y de las paredes laterales del túnel. Estas estructuras se emplean en situaciones excepcionales donde la calidad de la roca es sumamente deficiente, como en casos de roca altamente fracturada o frágil, o como una medida preventiva para contener los fragmentos rocosos que son expulsados desde la superficie del túnel debido a explosiones de roca. (Osinermin, 2017, pág. 103)

2.2.5.2. Sostenimiento activo

2.2.5.2.1. Wood pack y Jack pack

Quispe Basurco & Portal Calderon (2021) describe los parámetros constructivos de Wood pack y Jack pack:

Para la construcción de los paquetes de madera, se emplean alternadamente cuartones o puntales de madera de eucalipto. Los cuartones tienen dimensiones de 6" x 7" x 3.3' (152 mm x 178 mm x 1000 mm). Estos paquetes se colocan sobre una superficie sólida y nivelada. La altura de los paquetes no debe superar una relación de 1:3; por ejemplo, si el lado mide 1.00 m, la altura no debe exceder los 3.00 m.

El Jack pack, una pieza pre tensionada de 1.00 m x 1.00 m, trabaja en conjunto con el paquete de madera. Tras ser inflado con agua a alta presión (2 mega pascales), mantiene su forma permanentemente, brindando un sostenimiento activo de hasta 170 toneladas. El Jack pack se ubica a tres cuartos de la altura total del paquete de madera, con la válvula orientada hacia abajo, cubriendo la totalidad del paquete con los cuartones.

La base donde se coloca el Jack pack también se acomoda con cuartones de madera en una disposición similar a una cama, para permitir una expansión uniforme durante la inyección de agua. El paquete de madera debe estar ajustado firmemente con la caja del techo mediante cuñas de madera antes de inflar el jackpack.

El inflado del Jack pack se realiza a una presión de agua de 02 bares o 30 libras por pulgada cuadrada (PSI). La expansión del Jack pack no debe exceder los 10 centímetros (cm). (pág. 36)

2.2.5.2.2. Puntal y jackpot

El sistema Jackpot ejerce pretensado sobre los puntales de madera utilizados para la seguridad. Este pretensado se aplica al momento de colocarlos y contribuye de

manera rápida a la estabilidad del techo, creando un entorno de trabajo mucho más seguro en las operaciones de soporte en los Tajeos.

Los dispositivos Jackpot son activados mediante una presión que oscila entre 120 y 140 bares. Los puntales de seguridad tienen una capacidad de carga promedio de entre 20 toneladas métricas y 50 toneladas métricas, asegurando un anclaje firme al ejercer presión tanto contra el techo como contra el piso, lo que incrementa sustancialmente la seguridad en el sostenimiento de los tajeos.

2.2.5.2.3. Pernos Split set

El Split set es un dispositivo de estabilización de rocas que opera mediante la fricción, utilizado para reforzar techos y paredes. Al insertar el perno dentro de un taladro más pequeño, se genera una fuerza radial a lo largo de su longitud que presiona contra las paredes del taladro, causando un cierre parcial de la ranura durante este proceso. La fricción en el punto de contacto entre el perno y la superficie del taladro, junto con la superficie exterior del tubo ranurado, forma el anclaje. Este anclaje se opone a cualquier movimiento o separación de la roca circundante al perno, logrando, de manera indirecta, generar una tensión de carga. (Quispe Basurco & Portal Calderon, 2021, pág. 53)

2.2.5.2.4. Shotcrete

El shotcrete de mezcla húmeda presenta propiedades particulares que se evidencian a través del método de aplicación. Este procedimiento implica la premezcla de cemento, agregados y agua en una planta de mezclado o en un camión mezclador antes de ser suministrado a la gunitadora. Sin embargo, con este enfoque no es factible controlar la cantidad de agua en relación con la distancia y el ángulo de aplicación, ni regular de manera adecuada la cantidad de aditivo acelerante. Esto resulta en un alto

índice de desperdicio al aplicarse en las superficies de las galerías, ya que no se puede ajustar de manera precisa estos factores. (Quispe Basurco & Portal Calderon, 2021, pág. 80)

2.2.6. Tajeo

Son labores temporales que contienen el mineral a extraer, por el método adecuado de explotación donde se toma en cuenta las propiedades mecánicas de la roca y su geología, así también el sostenimiento a emplear.

2.2.6.1. Diseño de Tajeo

El proceso de diseño de un tajeo abarca la planificación del orden en que se extraerán los materiales, la disposición de las rampas y vías de acceso, la elección del equipo requerido y la especificación de las dimensiones y la configuración del área de extracción.

El proceso de diseño de un tajeo es una tarea compleja que requiere tener en cuenta diversos elementos, que incluyen la naturaleza geológica del depósito, las características topográficas del terreno, la disponibilidad de recursos hídricos y energéticos, la salvaguarda de la seguridad laboral.

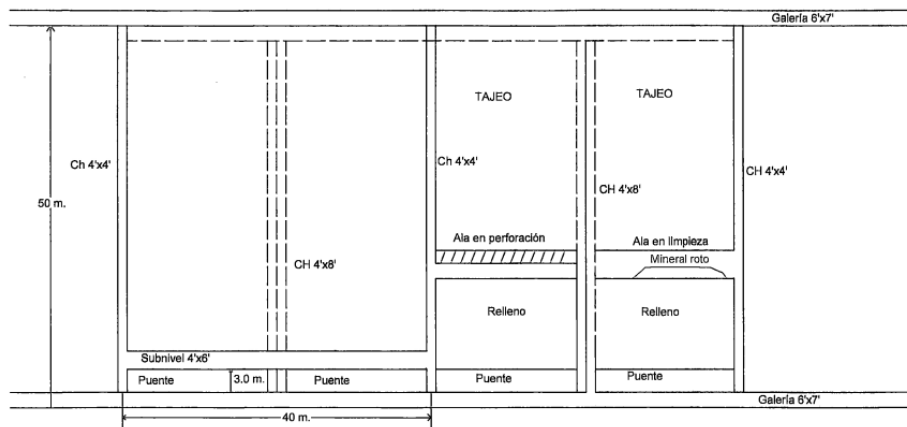
2.2.6.2. Método de explotación en tajeo

2.2.6.2.1. Corte y relleno ascendente

Se trata de un método de extracción ascendente (realce). El proceso implica la remoción del mineral en franjas, que pueden ser tanto horizontales como verticales, comenzando desde la base de un tajeo y progresando de manera vertical. Una vez que se ha extraído por completo una franja, el espacio resultante se llena con material inerte (relleno). Este material no solo actúa como una superficie de trabajo para los trabajadores, sino que también desempeña un papel en el soporte de las paredes. En

casos particulares, puede incluso ofrecer soporte al techo. (Condori Condori, 2017, pág. 57)

Figura 4. Metodo de explotación corte y relleno ascendente



Fuente: (Cuadros Aquino , 2015)

2.2.7. Perforación

Dentro del contexto de las voladuras, la etapa inicial es la perforación de las rocas. El objetivo principal de esta fase es crear cavidades con una disposición y forma adecuadas en el interior de las masas rocosas. Estos huecos están destinados a alojar las cargas explosivas y sus elementos iniciadores de manera precisa. (De Linan, 1994, pág. 15)

2.2.8. Perforación mecanizada

La perforación mecanizada constituye un procedimiento de excavación que implica la utilización de maquinaria y dispositivos especializados con el propósito de generar perforaciones, cavidades en materiales sólidos, como las rocas, suelos y diversas Materiales geológicos. A diferencia de la perforación manual, este enfoque se caracteriza por su ejecución automatizada.

Los equipos de perforación son montados sobre estructuras de tipo mecano que permiten al operador controlar todos los parámetros de la perforación desde posiciones

cómodas. Estas estructuras o chasis pueden ser automotrices o remolcables y estar montadas sobre neumáticos u orugas (De Linan, 1994, pág. 15)

2.2.9. Fundamentos de la perforación rotopercutiva

Uno de los métodos de perforación más empleados en la industria minera implica la fragmentación de la roca mediante la rotación de la máquina junto con golpes generados por un martillo. Esta combinación de movimientos contribuye a la extracción del material fragmentado, y se ve apoyada por la introducción de aire comprimido en el sistema de varillaje.

2.2.10. Accesorios de perforación rotopercutiva

Constituyen elementos fundamentales en el procedimiento de perforación mediante percusión, empleado en industrias como la minería y la construcción para generar orificios en superficies de roca o material resistente. Estos accesorios son añadidos al sistema de perforación con el propósito de simplificar y optimizar la operación de perforación, con la finalidad de mejorar la eficiencia del proceso en su conjunto entre ellas tenemos:

- Barras
- Acoples
- Brocas

Los componentes necesitan ser fabricados a partir de acero que tenga capacidad para resistir fatiga, flexión, choques y desgaste, garantizando la calidad del material empleado.

Figura 5. *Accesorio de perforación*



Fuente: (Reyes Ayala, 2022)

2.2.11. Explosivos

“Los explosivos son sustancias químicas con un cierto grado de inestabilidad en los enlaces atómicos de sus moléculas que, ante determinadas circunstancias o impulsos externos, propicia una reacción rápida de disociación y nuevo reagrupamiento de los átomos en formas más estables.” (Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herbert, 2013, pág. 65)

2.2.12. Clasificación de los explosivos

La clasificación de los explosivos implica clasificar y agrupar compuestos químicos o combinaciones que tienen la capacidad de liberar energía en forma de explosión cuando se enfrentan a estímulos particulares, como calor, impacto o fricción. Esta clasificación se fundamenta en características particulares de los explosivos, como su velocidad de detonación, sensibilidad, capacidad energética y reacción en distintas situaciones.

2.2.12.1. Explosivos sensibles a la fricción

Estos tipos de explosivos muestran una mayor sensibilidad ante la fricción y el impacto; por ende tiene al fulminato de mercurio y ciertas variantes de explosivos primarios.

2.2.12.2. Explosivos secundarios

Estos explosivos presentan una menor sensibilidad en comparación con los explosivos primarios y comúnmente se emplean como carga principal en explosiones controladas, como en operaciones mineras y demoliciones. Entre los más conocidos se tiene la dinamita y la mezcla ANFO (amonio nitrato y aceite combustible).

2.2.13. Accesorios de voladura

Para que un explosivo sea capaz de detonar, es esencial darle inicio, y esto se realiza generalmente mediante el uso de accesorios de voladura, entre ellos tenemos:

- Fulminante
- Mecha de seguridad
- Mecha rápida
- Retardadores
- Cordón detonante

2.2.14. Geomecánica

Cook (2016), da a conocer que “La geomecánica es el estudio de cómo se deforman los suelos y las rocas, hasta terminar a veces en su falla, en respuesta a los cambios de esfuerzos, presión, temperatura y otros parámetros ambientales” (pág. 51)

En términos generales es el estudio de las propiedades de las rocas y su respuesta, contemplando factores relacionados con su elasticidad, mecánica y flujo de fluidos. Esta ciencia fusiona la geología con la mecánica con el fin de comprender de qué manera las características geológicas inciden en la estabilidad de los terrenos.

2.2.15. Voladura de rocas

La voladura de rocas es el cierre de ciclo de minado en una guardia, para ello se realiza el empleo de explosivos que son colocados en los taladros previamente perforados para la obtención de la voladura en la roca, cabe resaltar que el personal encargado de realizar dicha actividad de tener conocimiento la actividad crucial a realizar, ya que se requiere una ejecución precisa.

2.2.15.1. Corte en paralelo

Se trata de una secuencia de taladros alineadas en paralelo y con espacios entre ellas. Algunas de estas perforaciones están cargadas con explosivos mientras que otras no lo están. Cuando se detonan los explosivos en los taladros cargadas, se genera cara libre hacia los taladros que aún no han detonado y que puede ser removido.

Los tipos de corte en paralelo que se tiene son corte quemado y corte cilíndrico.

2.2.15.1.1. Corte quemado

La técnica del corte quemado implica la disposición de múltiples perforaciones de igual diámetro. Estas perforaciones se realizan en proximidad cercana unas de otras, distribuidas en diversos patrones o líneas. Algunas de estas perforaciones no contienen cargas explosivas, lo que permite que los espacios vacíos sean utilizados como lugares para alojar las cargas explosivas durante el momento de la detonación. (Salazar Sampertegui, 2020, pág. 6)

2.2.15.1.2. Corte cilíndrico

El método del corte cilíndrico sigue una disposición similar al corte por quemado, sin embargo, se distingue en que incluye uno o varios orificios centrales huecos con un diámetro superior al del resto. Esta particularidad tiene el propósito de influir en el diámetro, lo que resulta ventajoso para la formación de una cavidad en

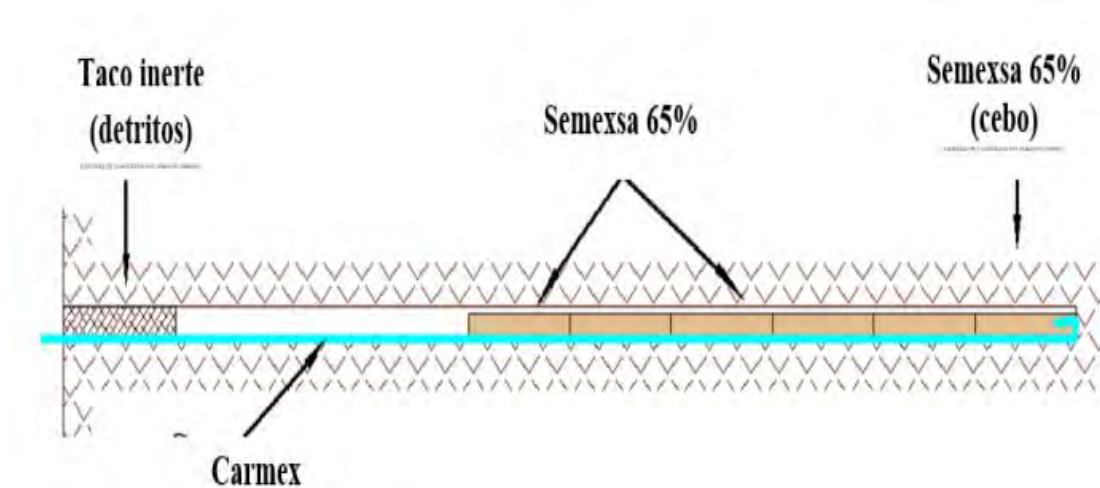
forma de cilindro. En general, este enfoque tiende a ofrecer una capacidad de excavación mayor en comparación con el corte por quemado. (Salazar Sampertegui, 2020, pág. 6)

2.2.16. Voladura convencional

Pacheco Sanmartin (2022) ; Alega que la técnica convencional de voladura implica la necesidad de incorporar cargas explosivas lineales, que se posicionan en los taladros perforados (que abarcan dos tercios de su longitud) sin espacio entre ellas. Esto significa que no se emplean componentes separadores. (pág. 10)

La detonación de los explosivos sigue el mismo orden de ubicación que los taladros y está en concordancia con la dirección previamente establecida para la salida. Es importante mencionar que esta metodología hace uso de explosivos con una alta capacidad de explosión y un mayor impulso en términos de energía y coste. (pág. 11)

Figura 6. Esquema de voladura convencional



Fuente: Propuesta de técnica de voladura controlada de Pre-corte para talud final, caso de estudio cantera Luzagui, Daule - Guayas (Pacheco Sanmartin, 2022)

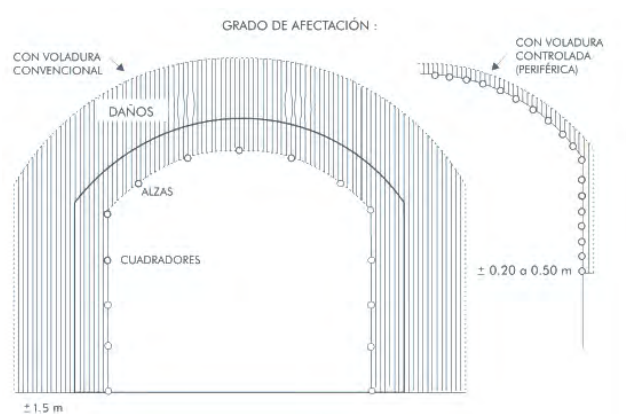
2.2.17. Voladura controlada

Callupe Paredes (2019) indica que se basa en la utilización de cargas explosivas de baja energía colocadas en los taladros muy próximos entre sí, que se activan

simultáneamente con el propósito de generar y regular la creación de una fisura o línea de fractura continua. Esta fisura delimita la superficie definitiva de un corte o excavación. (pág. 75)

En términos generales se desarrolla el control de la energía que emana de los explosivos, empleando la voladura controlada tanto con el recorte y pre corte para que así no generar sobredimensionamiento y a la vez inestabilidad dentro de una labor minera.

Figura 7. Comparación de voladura controla y convencional



Fuente: Manual Práctico de Voladura (EXSA, 2019)

2.2.18. Costos de ciclo de minado

Es el desembolso económico total necesario para la ejecución de las operaciones mineras, esto incluye gastos más relevantes perforación, voladura y sostenimiento.

Se puede representar como los costos directos e indirectos para la extracción del mineral hasta la obtención de la materia prima.

2.3. MARCO CONCEPTUAL

Mina: Este término se da a la ubicación del cuerpo mineralizado, que es extraído por medio de métodos de explotación.

Tajeo: es la sección de un determinado cuerpo mineral a ser extraída.

Esfuerzo: “Es el conjunto de fuerzas que afectan a un cuerpo material y tienden a deformarlo, Los esfuerzos tectónicos pueden ser básicamente de tres tipos”. (Rodríguez Paihua, 2021, pág. 54)

Resistencia: es la propiedad de la roca que se opone a la deformación.

Falla: “Desplazamiento de un bloque rocoso con respecto a otro colindante a esta o de ambos bloques, a través de un plano denominado plano de falla”. (Loarte Trujillo, 2018, pág. 38).

Estructura: “Esta referido a la disposición, arreglo y cohesión de los materiales constituyentes de un determinado cuerpo rocoso”. (Loarte Trujillo, 2018, pág. 38)

Buzamiento: “término usado para indicar el ángulo de inclinación de las rocas estratificadas o de estructuras geológicas”. (Loarte Trujillo, 2018, pág. 37)

Macizo rocoso: “Término usado en geotecnia para referirse a áreas rocosas cuyo núcleo está constituido de rocas ígneas, metamórficas y sedimentarias”. (Loarte Trujillo, 2018, pág. 38)

Roca Intacta: “es el bloque ubicado entre las discontinuidades y podría ser representada por una muestra de mano o trozo de testigo que se utiliza para ensayos de laboratorio” (Díaz Velásquez, Vicente Llana, & Vilcapoma Egoavil, 2021, pág. 35)

RMR: Rock mass rating

GSI: Geological strength index

RQD: Rock quality designation

Jack pack: “Es un elemento pre tensionado para el sostenimiento en minas subterráneas. Trabaja en conjunto con los puntales de madera y/o cribbing (woodpack) para prevenir la caída de rocas”. (Champi Huamani & Lopez Auqui , 2015, pág. 31)

Jackpot: Es un plato de acero que ayuda al sostenimiento con puntales de madera de tal manera que al colocar en lado de extremo del puntal trabaje de una forma óptima al inflarla.

Auto soporte: se refiere a la capacidad de la roca a permanecer estable sin la aplicación de refuerzos o sostenimiento.

Taladro: es el orificio que se obtiene de la actividad de perforación, se aplica para acoger la carga explosiva.

Burden: Es la distancia de un taladro a la cara libre próxima.

Labores Mineras: “Las labores de desarrollo son obras que se realizan por media lo cual se da el acceso al cuerpo mineralizado, para así de esta manera analizar las diferentes labores de explotación”. (Lazaro Quicaña , 2020, pág. 20)

CAPITULO III

DESCRIPCIÓN DEL ÁMBITO DE ESTUDIO

3.1.GENERALIDADES DEL ÁREA DE ESTUDIO

3.1.1. Ubicación geográfica

Cia. Minera Poderosa está dividida actualmente en dos unidades económicas administrativas como son la UEA La libertad y la UEA Poderosa, que está ubicada en la provincia de Pataz ,a casi 320 Km de la ciudad de Trujillo ,en la región la libertad, la propiedad tiene un cobertura de 114010 Ha que esta comprendida por UEAs y 154 Concesiones sin UEAs.

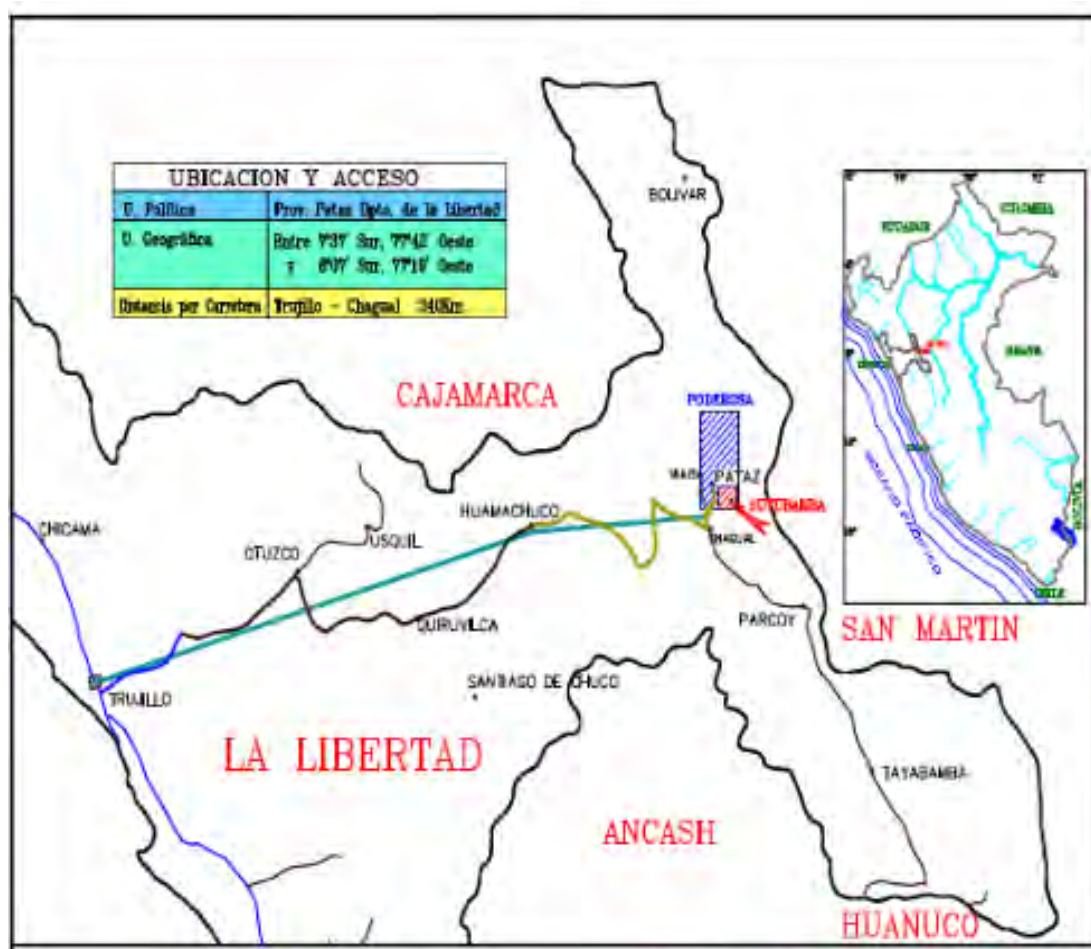
Su ubicación geográfica está dada según se detalla:

Tabla 24. Ubicación geográfica de la CIA poderosa

UBICACIÓN GEOGRAFICA			
COORDENADAS			
UTM		GEOGRAFICAS	
210, 485,250	9'147, 178,514	7° 47'02" Sur	7° 35'24" Oeste
ALTITUD:1300-3000 msnm			

Fuente: Ministerio de energía y minas.

Figura 8. Ubicación y Acceso Cía. Minera Poderosa.



Fuente: Departamento Geológico de Cía. Minera Poderosa.

3.1.2. Breve reseña histórica

La provincia de Pataz es conocida por su riqueza aurífera, ahí se trabajaba la minera artesanal, como también con empresas. En los años 20 se da inicio las operaciones a escala industrial, cuando Northern Peru Mining Corporation instala una planta de clonuración de 250 toneladas por día.

Hacia el año 1967, Wilder Lozano Noriega denuncia la zona que hoy conocemos como Poderosa. Así de la mano con don Jesús Arias Dávila se animan a conquistar el reto que era Poderosa, así se da inicio a una sociedad y el 5 de mayo de 1980 se funda la compañía minera Poderosa.

3.1.3. Clima

Debido a las altitudes que varían entre 1300 y 3000 metros sobre el nivel del mar, experimenta un clima templado calido. Se ha observado una significativa variabilidad en las temperaturas, las cuales oscilan entre 10°C y 20°C. El promedio anual de temperatura es de alrededor de 15°C.

3.1.4. Flora

La composición de esta área incluye extensos bosques compuestos mayoritariamente por árboles de eucalipto, así como una diversidad de especies vegetales tales como la chachacoma, el capulí, y la cantuta, que es la flor nacional del Perú. Además, se pueden encontrar el aliso, el molle, el sauce, el chocho y la retama, entre otros tipos de flora característica.

3.1.5. Fauna

La Fauna de esta región se manifiesta a través de una amplia gama de avifauna, que incluye especies como perdices, aves rapaces, diferentes tipos de picaflores y fringílicos. Asimismo, la presencia de fauna terrestre es notable, siendo habitada por el zorro andino, la vizcacha, el gato montés y el venado de cola blanca. Estos seres vivos conforman un ecosistema rico y variado, contribuyendo a la vitalidad y equilibrio de este entorno natural.

3.1.6. Topografía

La topografía se caracteriza por ser extremadamente empinado, presentando pendientes que oscilan entre 50° y 65°. En áreas específicas como Chagual y Hualanga, estas pendientes llegan incluso a alcanzar ángulos más pronunciados de 75° a 80°. Además, se pueden observar formaciones geológicas notables, como pliegues continuos, que se extienden a lo largo de las regiones atravesadas por el río Marañón.

3.2. ASPECTOS GEOLÓGICOS

3.2.1. Geología del yacimiento mineral

Compañía minera poderosa está ubicada en el lado derecho del valle del río marañón, la característica del relieve tiene una morfología abrupta por las quebradas profundas y laderas. Así mismo se ubica en la unidad geomorfológica del valle interandino que está afectada por erosión a causa de las aguas de escorrentía, por ende se puede presenciar tres unidades geomorfológicas como la cordillera oriental, valles y terrazas.

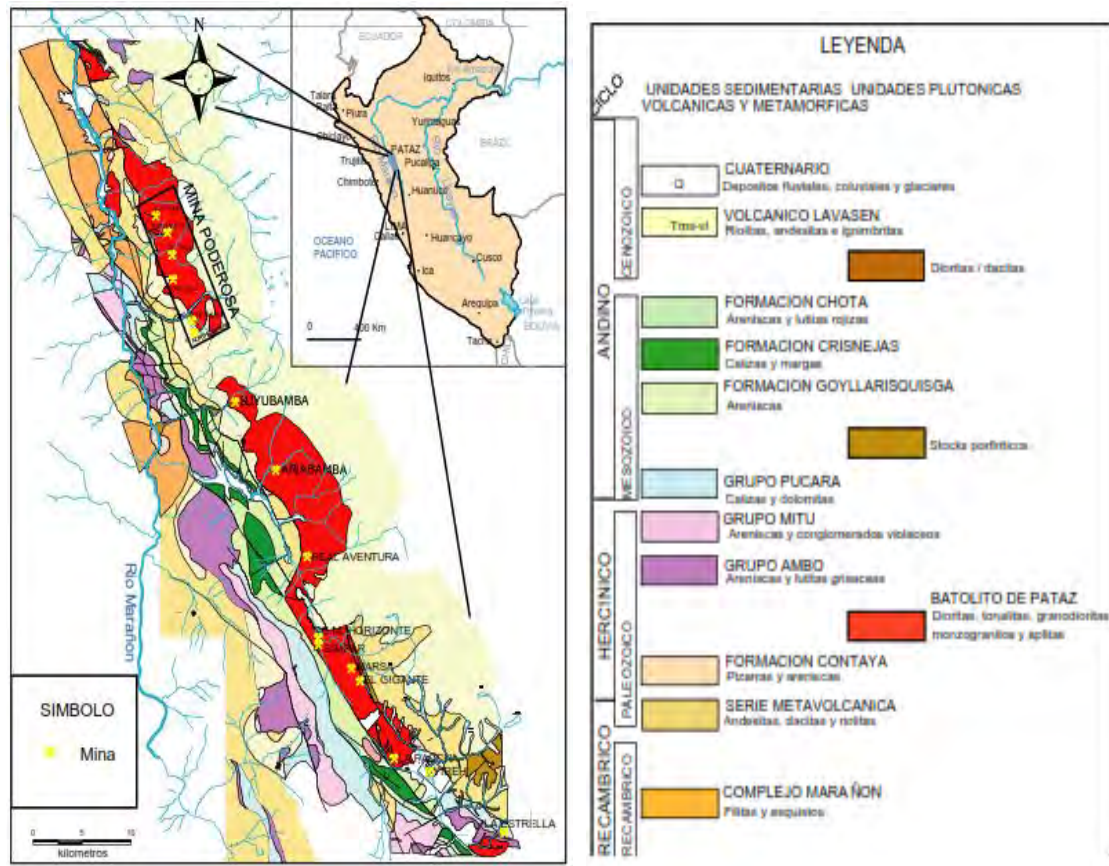
3.2.2. Geología regional

En la región se desarrolló una geología que está establecida por el análisis estratigráfico y estructural de la cordillera de los andes, así también la zona de Pataz se estructura con una serie de basamento con metamorfismo que está incluido en el batolito de Pataz en toda la zona fracturada. El batolito comprende desde la edad paleozoico con 321 millones de años aproximadamente del carbonífero superior.

Así también el batolito dentro su estructura comprende de vetas de cuarzo-pirita, que está asociada al oro, y a la vez en partes acompañado con la galena y esfalerita.

El batolito de Pataz comprende de dos grandes fallas con dirección Nor-Este que entra en contacto con el complejo Marañón y Sur-Oeste que tiene contacto con la formación chota, así mismo el batolito tiene un rumbo de N30°W, limitado con cizallas marginales y de una geometría listrica superpuesta.

Figura 9. Plano geológico regional



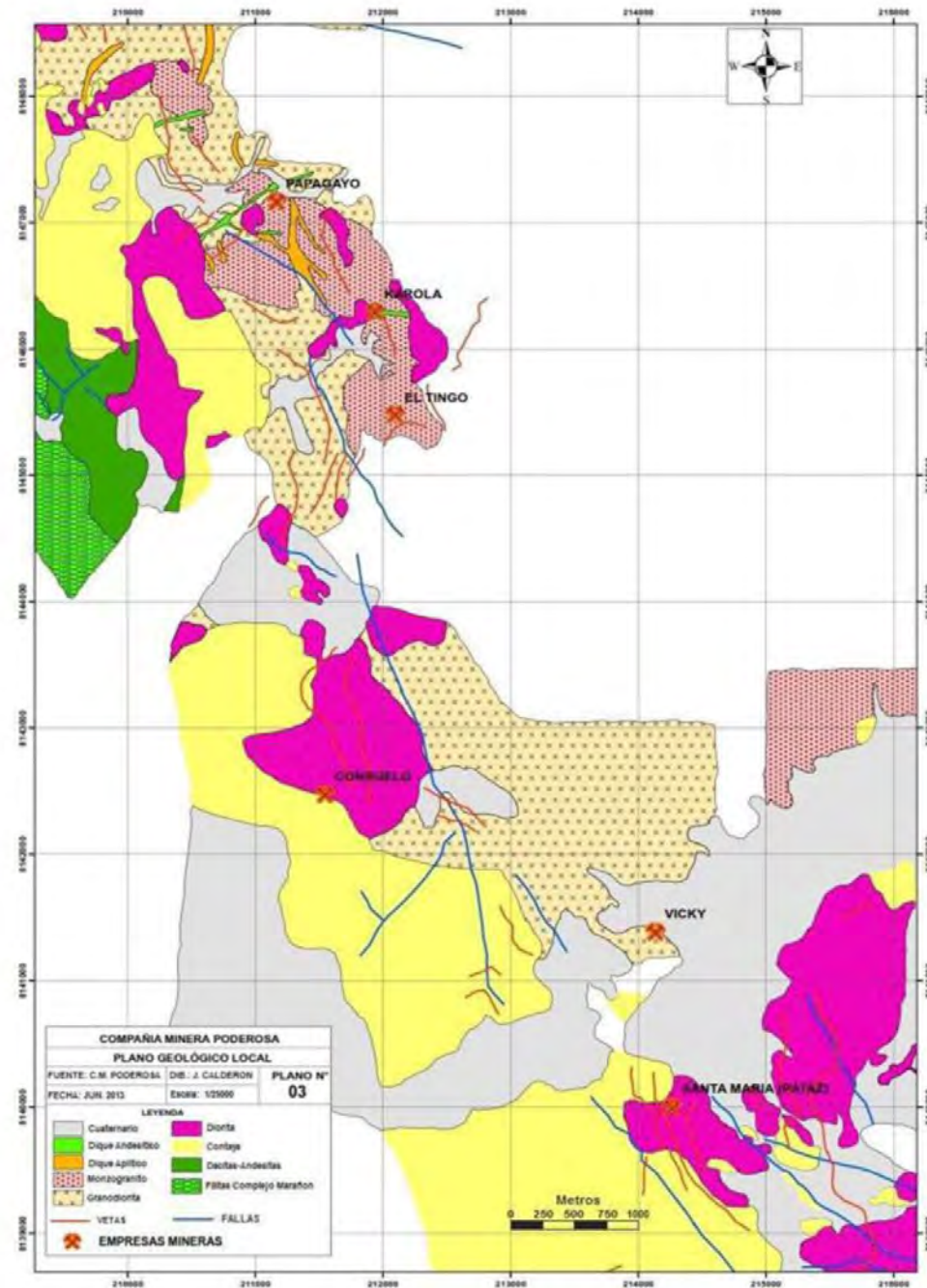
Fuente: Departamento Geologico de Cía. Minera Poderosa.

3.2.3. Geología Local

La composición petrográfica del batolito de La Pataz está compuesta por varios tipos de rocas, incluyendo granodiorita, monzogranito, aplitas y pegmatitas, todas pertenecientes a la categoría ácida. Además, hay presencia de tonalitas, dioritas y microdioritas que conforman una serie intermedia, junto con la aparición tardía de diques lampróficos y diabasa.

El conjunto de rocas ácidas está formado por inclusiones de diversos tamaños, que varían desde centímetros hasta metros, incluyendo microdioritas, metavolcánicas y dioritas de la serie pre-intrusiva.

Figura 10. Plano de Geología Local



Fuente: Departamento Geológico de Cía. Minera Poderosa.

3.2.4. Geología estructural

El batolito de Pataz entre sus características más resaltantes son la formación de fallas, así también comprende de tres etapas estructurales.

Tabla 25. *Etapas de y tipo de geología estructural*

ETAPA	TIPO
Primera etapa	Pre-mineral
Segunda etapa	Coetánea con la mineralización
Tercer etapa	mineral

Fuente: Elaboración propia

Las fallas surgidas en el primer período darían origen a una serie de fracturas que posteriormente experimentarían procesos de mineralización. Estas fracturas, con orientaciones que varían entre N 10° W y N 35° W, y un ángulo de inclinación preponderante de 45 a 69° en dirección noreste, se generan a partir de fallas preexistentes de mayor antigüedad y complejidad. Estas fallas, clasificadas como de tipo inverso siniestral.

La relevancia de las fallas pre-minerales radica en su cercanía a las zonas de clavos mineralizados, así como en su capacidad para regular la disposición de los yacimientos.

3.2.4.1. Estructuras mineralizadas

Dentro de la Unidad minera Santa María se encuentran diversas vetas, entre las que se incluyen Samy, Briana, Julie, Guadalupe, San Vicente y Virginia.

a) Veta san Vicente

La veta San Vicente es una veta característica que se origina a partir de una falla con desplazamiento estructural y que muestra un buzamiento promedio mayor a 30°, está regulada por fallas longitudinales que han sido reactivadas. Estas fallas reactivadas son

las que definen la forma de la veta, mientras que sistemas adicionales de fallas secundarias son responsables de mover la veta en direcciones perpendiculares.

3.2.5. Geología económica

3.2.5.1. Tipo de yacimiento

Se encuentran vetas hidrotermales con un origen mesotermal (20,000-30,000 °C). Existe la posibilidad de que durante las eras Precámbrica y Paleozoica haya ocurrido una mineralización de origen concurrente (como el cuarzo con oro que sigue la disposición de los estratos del complejo del Maraón), y parte de esta mineralización podría haber sido incorporada por el batolito.

Estas vetas poseen una orientación en dirección norte-sur y alcanzan longitudes superiores a 1,000 metros, con un ancho variable entre 0.5 y 1.0 metros, respectivamente.

3.2.5.2. Mineralización

La mineralización tiene presencias de cuarzo lechoso y cuarzo gris, además de minerales como pirita, arsenopirita, galena, y en menor medida, esfalerita, chalcopirita, pirrotita y tetraedrita. El contenido de oro se manifiesta en cuarzo lechoso, adoptando formas de eléctrum junto a la plata, y también en pirita y arsenopirita, aunque en menor cantidad en relación a los demás minerales.

En áreas donde aflora la veta, la cantidad de oro disminuye en la zona lixiviada, mientras que en la zona oxidada, la concentración de oro aumenta.

3.2.6. Reservas minerales Cia Minera Poderosa

Tabla 26. Reserva de la Compañía minera poderosa

- A. Los recursos de mineral determinados por el Grupo al 31 de diciembre de 2022 y 2021 han sido las siguientes:

	Toneladas Métricas	Leyes de mineral (TM)	Contenido fino (kgs.)
Año 2022	1,537,315	15.94 grs/oro	24,507
Año 2021	1,474,822	16.46 grs/oro	24,283

El mineral tratado, el precipitado obtenido y sus respectivas leyes al 31 de diciembre de 2022 y de 2021, han sido las siguientes:

	Toneladas Métricas	Leyes de mineral (TM)	Contenido fino (kgs.)
Año 2022	619,436	16.49 grs/oro	9,396
Año 2021	564,914	17.89 grs/oro	9,283

- B. Las reservas de mineral determinadas por el Grupo al 31 de diciembre de 2022 y 2021 han sido las siguientes:

	Toneladas Métricas	Leyes de mineral (TM)	Contenido fino (kgs.)
Año 2022	1,465,386	16.32 grs/oro	23,921
Año 2021	1,398,738	16.75 grs/oro	23,422

- C. Los volúmenes de mineral al 31 de diciembre han sido las siguientes:

<i>Onzas</i>	2022	2021
Producción	302,084	298,444
Venta	300,662	297,161

Fuente: Poderosa.

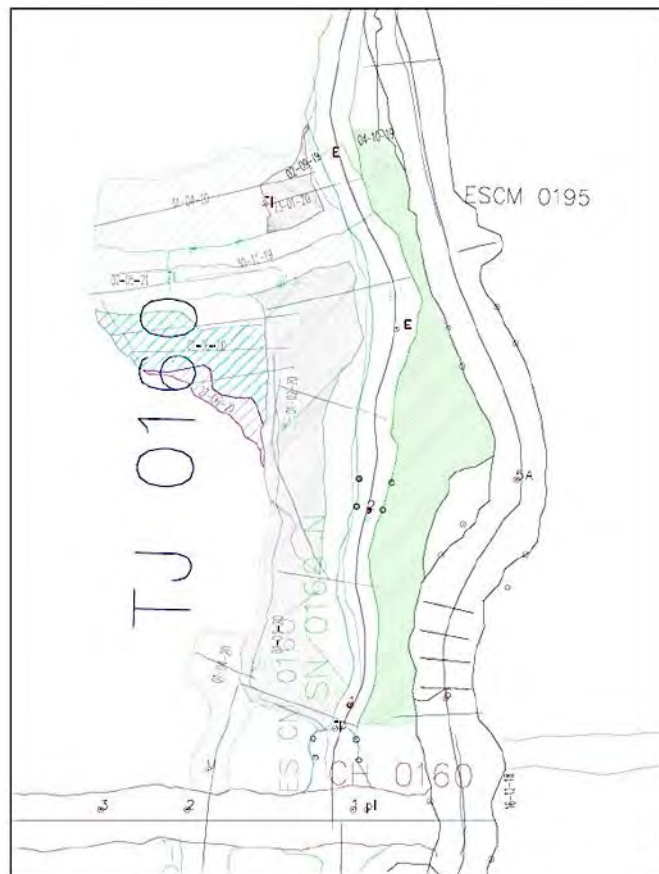
3.3. COSTOS UNITARIOS DE LA CIA MINERA PODEROSA

Los costos unitario de mina, están en función a costo de mano de obra y empleados de ello se tiene lo implementos de seguridad, costo de herramientas, materiales, equipos entre otros.

3.4. DISEÑO DE LAS OPERACIONES MINA EN EL TAJEO 0160

El Tajeo 0160 es un labor de explotación que tiene la compañía minera poderosa donde viene siendo explotada por el método open stoping.

Figura 11.área del tajeo 0160

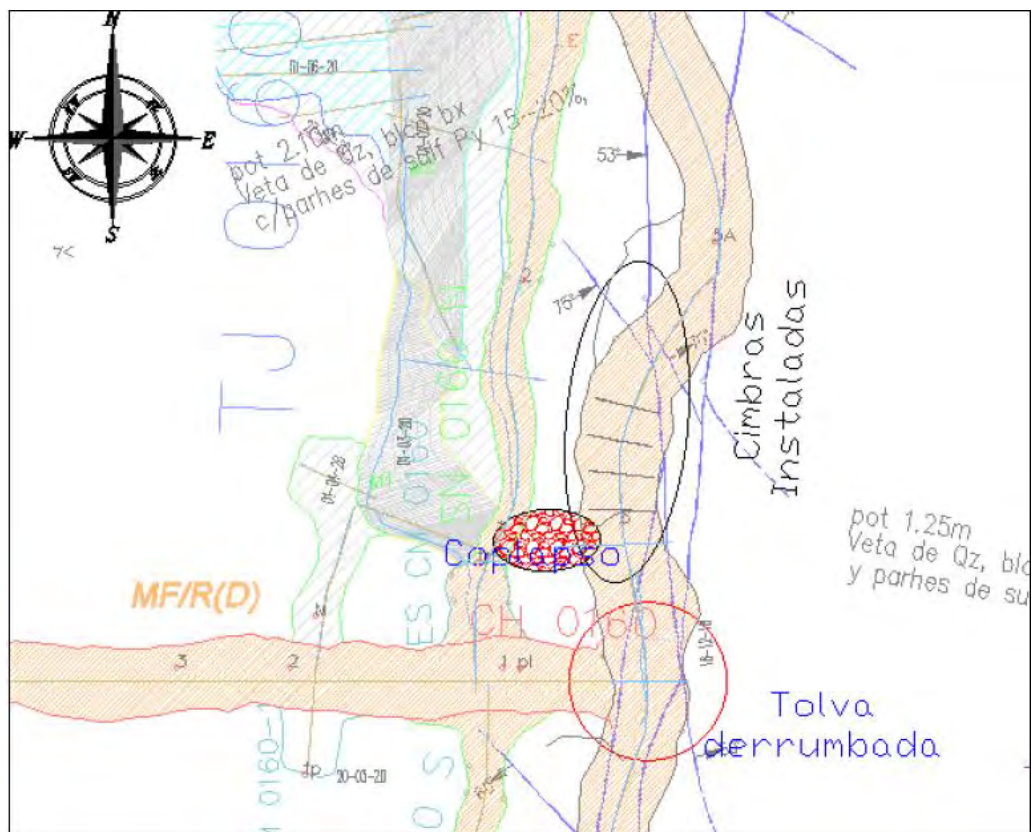


Fuente: Área de Planeamiento Compañía Minera Poderosa

3.4.1. Características de diseño del tajeo 0160

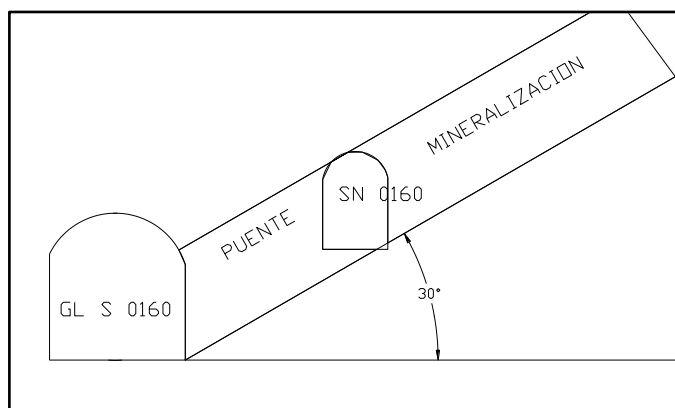
El tajeo 0160 presente aun veta que tiene un ancho de minado promedio de 2.0 metros, teniendo en cuenta que es de formación tipo rosario por lo que la potencia de la veta es variable, así también tiene un buzamiento mayor a 30° y está ubicado GL S 0160 con intersección de la Chimenea 0160 del Nivel 2670, donde el tajeo 0160 esta seccionado en 04 bloques de 40x75m cada uno.

Figura 12. Características de tajeo 0160



Fuente: Área de Planeamiento Compañía Minera Poderosa.

Figura 13. Buzamiento de la mineralización



Fuente: elaboración propia

3.4.1.2. Método de explotación del tajeo 0160

El método de explotación aplicado open stoping en el tajeo 0160 ;se realiza con la preparación del sub nivel 0160 sobre la galería s 0160 dejando un puente en promedio de 3 metros ,por consiguiente se realizó un realce con la perforación breasting con lonjas

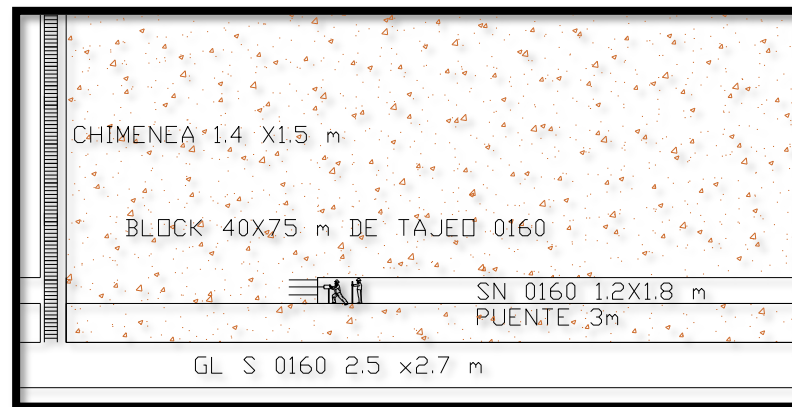
horizontales y verticales hasta llegar a una altura de 10 metros ,el sostenimiento se realiza con puntal de madera, y luego es relleno con material detrítico de las labores superiores dejando una altura de 2.4 entre el piso y la corona ,luego se realiza el corte breisting de todo el bloque preparado

La explotación del tajeo 0160 empleando este método conlleva a la utilización de más madera, así también el proceso de minado con importancia es el sostenimiento con madera de la labor de explotación, ya que para continuar con los proceso de minado siguientes se debe realizar el sostenimiento adecuado.

Detalle de los equipos utilizados:

- Perforación; jackleg RNP
- Barra de 4 y 6
- Ancho de frente 3 metros
- Ancho de minado 2 metros
- Eficiencia por disparo 90%.
- Sostenimiento; puntales de madera y paquetes de madera.
- Limpieza; winches 15 HP
- Extracción; carritos mineros TIPO U-35 de 1.5 tn
- Ventilación; ventiladora de 50000 CFM

Figura 14. Preparación del tajeo 0160



Fuente: elaboración propia

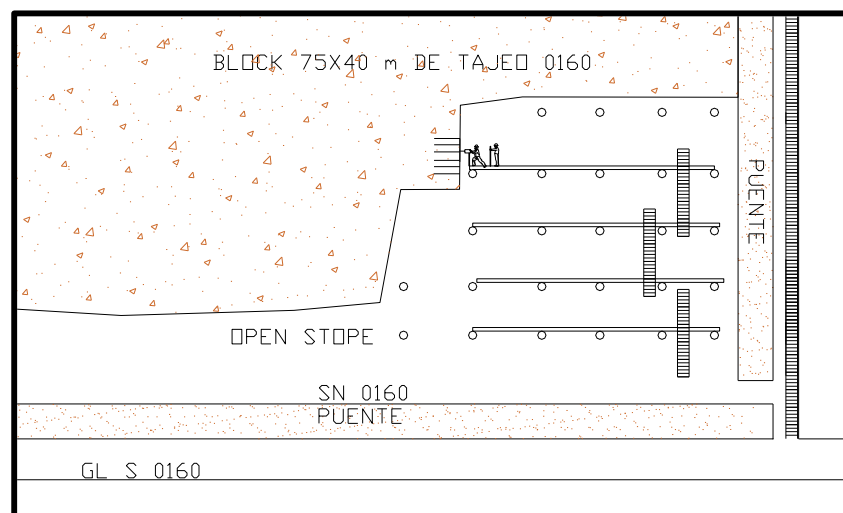
3.4.2. Ciclo de minado en el tajeo 0160

3.4.2.1. Perforación

La inicial actividad minera en el tajeo 0160 es la perforación planificada según una malla predeterminada. Esto se logra mediante la realización de taladros que siguen la dirección del buzamiento, manteniendo un ángulo de 30° con respecto a la horizontal.

Las perforaciones se ejecutan mediante barra de perforación en tamaños de 4" y 6" equipadas con brocas de 36 mm de diámetro. Este proceso se lleva a cabo utilizando máquinas perforadoras Jack Leg que son impulsadas por aire comprimido.

Figura 15. perforación con el método open stoping



Fuente: elaboración propia

3.4.2.2. Voladura

Se realiza mediante el uso de explosivos como dinamita y emulsiones en presentación de 1 x 8". Se emplean elementos complementarios para la detonación, como los fulminantes y las guías de explosivos.

Figura 16. Materiales de voladura



Fuente: elaboración propia

3.4.2.3. Ventilación

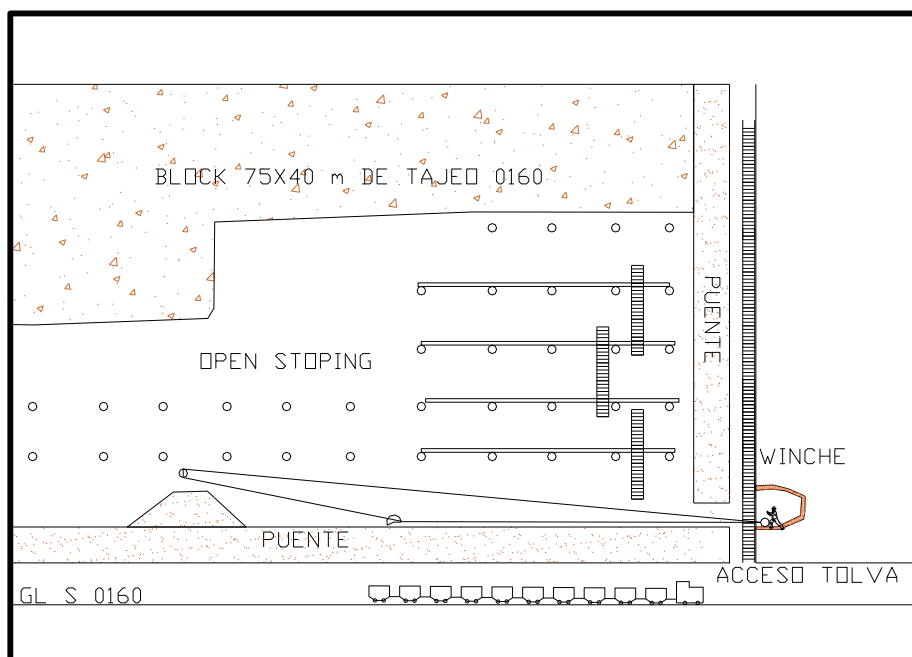
Durante esta etapa de la actividad minera, se lleva a cabo la dispersión de partículas en suspensión mediante conductos de ventilación. Para lograrlo, se utilizan ventiladores de diferentes capacidades: 10,000, 20,000 y 50,000 CFM. Estos dispositivos se colocan estratégicamente en puntos que promuevan la circulación de aire puro y faciliten la expulsión de gases y polvos. Por lo general, se requiere un lapso de entre 40 y 60 minutos para ventilar adecuadamente la zona que ha sido detonada.

3.4.2.4. Limpieza y transporte

La limpieza de la labor se realiza por medio de winches eléctricos que conducen al mineral disperso en la labor al echadero de mineral, donde es cargado a los carritos

minero U-35 de 1.5 tn de capacidad y extraídos finalmente a una tolva ubicada en superficie en la bocamina 2670, donde los volquetes trasladan a la planta concentradora.

Figura 17. Limpieza y transporte con el método open stopping



Fuente: elaboración propia

Figura 18. Tolva de Superficie en el nivel 2670 y carguío a volquete de 20 TN



Fuente:Elaboracion Propia

Figura 19.descarga en la tolva locomotora y carritos mineros U-35



Fuente:Elaboracion Propia

3.4.2.5. Sostenimiento

Dentro de la explotación del tajeo 0160, se utilizan puntales hechos de madera de eucalipto. Además de esto, la estabilización de la mina se lleva a cabo mediante la implementación de pernos de anclaje, malla soldada eléctricamente, Cuadros de madera, soportes de acero y la aplicación de concreto lanzado. Estos métodos varían en función de las propiedades geomecánicas de la formación rocosa y se emplean en las etapas de exploración, desarrollo y extracción.

Figura 20. Sosténimiento con cuadro de madera en la galería S 0160



Fuente: Elaboración Propia

3.4.2.6. Costo de producción de la compañía minera poderosa

Los costos de producción de la compañía minera poderosa según los datos históricos llevados hasta la actualidad se tiene en promedio de 209.6 USS/TM ,donde se considera la exploración, costo de mina, labor asignada, procesamiento y costos de servicios generales.

Tabla 27. Costo de producción de la compañía minera poderosa

CIA MINERA PODEROSA S.A.			
REPORTE DE COSTOS DISTRIBUIDO			
	UP SANTA MARIA		
C.M.P. S.A.	ACUMULADO		
(UP: MR, SM, PA, CORP, ACOP)	\$	\$ / T.M.T.	\$ / ONZAS
Costo Producción Operación Minera			
- Exploraciones	344,639	1.10	2.20
- Costo de Mina	21,776,529	69.48	139.30
- Labor Asignada	17,438,785	55.64	111.55
- Procesamiento	11,325,791	36.14	72.45
- Costo de Servicios Generales	14,807,539	47.24	94.72
Total Costo Producción	65,693,283	209.60	420.23

Fuente: área de costos compañía minera poderosa

3.5. DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO

3.5.1. Recepción del mineral

La Compañía Minera Poderosa recepciona el mineral extraído en dos plantas de tratamiento de mineral: Planta de Maraón de 980 TM/día y el de Santa María de una

capacidad de 980 TM/día. Donde mineral extraído es transportado por volquetes de 20 TN, así mismo al llegar a la planta es acopiada en una tolva de 400 TN de capacidad.

3.5.2. Chancado y Molienda

El mineral extraído acopiado en las tolvas es transportado mediante fajas a la zaranda vibratoria donde se filtra el mineral grueso y el fino, el material grueso es transportado a la chancadora de quijada 16x14 para que así sea transporta a los silos de fino.

3.5.3. Cianuración y absorción

En las instalaciones de las plantas Maraón y Santa María, se lleva a cabo la extracción del oro mediante el método de lixiviación con cianuro, también conocido como cianuración directa.

3.5.4. Producto final

Después de que el oro se haya disuelto, este metal se separa mediante el método de Merrill Crowe y posteriormente se somete a fusión con el propósito de obtener barras que luego serán introducidas en el mercado para su venta.

Figura 21.Proceso de planta de tratamiento CMPA



Fuente: Compañía minera Poderosa

CAPÍTULO IV

EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DE TAJEO 0160

4.1. CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO TAJEO 0160

Para la caracterización del macizo rocoso del tajeo 0160 de la Compañía Minera Poderosa, fue realizado tomando en cuenta los siguientes:

- Propiedades físicas del Macizo rocoso
- Características del Masa Rocosa

Para determinar la calidad de roca en el laboratorio se ha tomado en consideración estos criterios de las muestras de testigos diamantinos correspondientes a la zona sur del nivel 2670 GL S donde está ubicada el tajeo 0160, los datos obtenidos en el laboratorio se considerara para el cálculo de la RQD para el presente trabajo de investigación.

4.1.1. Evaluación para las propiedades Físicas

El estudio para la obtención de las propiedades físicas de la roca se tomó en cuenta las bases teóricas de Hoek – Brown y Mohr – Coulomb, los resultados que se obtuvieron de laboratorio tomando en cuenta los datos solicitados por la compañía minera poderosa se tiene:

- Peso específico en promedio: 2.82 ton/m³
- Porosidad aparente (%): 0.58 a 0.76
- Resistencia a la compresión simple (MPa): 72.2 a 99
- Módulo de Young (Gpa): 33 a 56
- Módulo de Poisson: 0.14 a 0.22
- Resistencia a la compresión triaxial (Mpa): 113 a 265

- Resistencia a la tracción (Mpa): 4.2 a 7.8
- Ángulo de fricción interna (°): 50 a 55

4.1.2. Descripción física del fragmento de roca

- Por su génesis: roca intrusiva
- Color: Grisácea con tonalidad blancas y negras
- Textura: Fanerítica holocristalina
- Alteraciones fragmento presenta mediana alteración
- Dimensión de Granos: medio a grueso
- Resistencia a la roca intacta: Resistente

4.2. EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO EN EL TRAMO I

El estudio geomecánico del macizo rocoso que se presenta en el tajeo 0160 de la compañía minera poderosa S.A, se realizó utilizando la de Bieniawski (RMR) "Clasificación del Macizo Rocosos" de 1989, para ello se realizó en primera instancia el mapeo geomecánico método directo por celdas de detalle.

Posteriormente se realizó la evaluación del macizo rocoso por medio del RMR considerando:

- ✓ Resistencia a la compresión uniaxial
- ✓ RQD
- ✓ Espaciamiento de discontinuidades
- ✓ Persistencia
- ✓ Apertura
- ✓ Rugosidad
- ✓ Relleno
- ✓ Alteración
- ✓ Agua Subterránea

✓ Corrección Por Orientación

Se determina el tipo de sostenimiento para los tramo en análisis para así generalizar en macizo rocoso con iguales características en la explotación del tajeo 0160. así mismo será un aporte importante para la perforación y voladura en la zona de estudio.

Figura 22. Mapeo geomecánico método directo por celdas de detalle.



Fuente: Elaboración Propia

4.2.1. Determinación de Rock Mass Rating (RMR) en el tramo I

4.2.1.1. Resistencia a la compresión simple

En el tramo I, se tiene con el martillo geológico (Picota) rompe con un o dos golpes firme de picota y /o con Barretillas de 4 pies, mediante los ensayos de compresión uniaxial se determinó que en la zona se tiene un valor de 72.2 Mpa que está en el rango establecido en la Tabla 50 a 100 MPa.

4.2.1.2. Índice de la calidad de roca RQD

La determinación del RQD se calculó mediante los parámetros de juntas por metro lineal y testigos de perforación diamantina, corroborando los resultados con el software GEOTABLE. En un tramo de 10 metros se identificaron 120 discontinuidades.

Calculo de índice RQD mediante juntas por metro lineal:

$$\lambda = \frac{1}{\text{Frecuencia de juntas}}$$

$$\lambda = \frac{120}{10} = 12 \text{ juntas/m}$$

$$RQD = 100e^{-0.1\lambda}(0.1\lambda + 1)$$

$$RQD = 100e^{-0.1 \cdot 12}(0.1 \cdot 12 + 1) = 66.26\%$$

Calculo de índice RQD mediante testigos de perforación diamantina de 1 metro.



$$RQD = \frac{\sum(\text{Longitud de testigos} \geq 10\text{cm})}{\text{Longitud del taladro (cm)}} * 100\%$$

$$RQD_1 = \frac{41 + 10 + 15}{100} * 100\% = 66\%$$

Figura 23. *Calculo de RQD en el software GEOTABLE del tramo I*

The screenshot shows a software window titled "RQD". At the top, there is a green banner with the text "RQD (%)". Below this, the interface is divided into several sections:

- Parámetro:** A dropdown menu currently set to "Testigos".
- Juntas/metro ó juntas/m3:** An empty input field.
- Longitud de Testigos:** A section with two input fields. The first is empty, and the second contains the value "1". To the right of the second field is a button labeled "Ingresar (m)".
- Longitud Total de la base:** A label next to the "1" in the input field above.
- Calcular:** A button with a dashed border.
- RQD (%):** A blue button.
- 66:** A text input field containing the number 66.
- Regular:** A text input field containing the word "Regular".
- 0.41, 0.1, 0.15:** A list of three numbers displayed in a box.
- Borrar:** A button.
- Limpiar:** A button.
- Recomendaciones de fortificación según deere:** A button at the bottom.

Fuente: Elaboración propia

4.2.1.3. Espaciamiento de discontinuidades

El espaciamiento obtenido se obtuvo en función al RQD y se pertenece en la **Tabla 6** que está en el rango de 0.6-2 m.

4.2.1.4. Condiciones de juntas

El cálculo de las condiciones de las juntas se determinó por a la Tablas

- ✓ Persistencia: 3 – 10m
- ✓ Apertura: 1-5 mm
- ✓ Rugosidad de planos de fractura: Ligeramente Rugoso
- ✓ Relleno de discontinuidades: Blando <5mm
- ✓ Meteorización: Ligeramente Alterada

4.2.1.5. Presencia de aguas subterráneas

La presencia de agua en la labor se determinó con la **tabla 6**, así mismo el tajeo 0160 cuenta con un macizo rocoso húmedo con menos de 10 l/min.

4.2.1.6. Corrección por orientaciones de fracturas

La explotación del tajeo 0160 presenta algunos conjuntos de fracturas cada una de las cuales es perpendicular al eje de la excavación con buzamientos de 45° a 90°.

Para el cálculo del RMR en el software GEOTAGLE se consideran los parámetros siguientes:

- Resistencia a la compresión simple: 100 a 250MPa
- Índice de la calidad de roca RQD: 66%
- Espaciamiento de juntas: 0.6-2 m
- Condiciones de juntas:
 - Persistencia: 3 – 10m
 - Apertura: 1-5 mm
 - Rugosidad de planos de fractura: Ligeramente Rugoso
 - Relleno de discontinuidades: Blando <5mm
- Presencia de aguas subterráneas: ligeramente húmedo con <10 l/min
- Corrección por orientaciones de fracturas: desfavorable perpendicular al eje de excavación con 45° a 90° de buzamiento.

Figura 24. determinación de RMR en el software GEOTABLE del tramo I

Clasificaciones Geomecánicas

Regresar Convertidor Salir

Correlaciones y Conceptos Generales **MRMR** Q de Barton GSI SMR

Rock Mass Rating (Calidad del Macizo Rocoso)

Resistencia de la Roca Inalterada

Indice de Carga Puntual (MPa) ☐ > 10MPa ☐ 4-10MPa ☐ 2-4MPa ☐ 1-2MPa

Resistencia a la compresión uniaxial (MPa) ☐ > 250MPa ☐ 100-250MPa ☒ 50-100MPa ☐ 25-50MPa ☐ 5-25MPa ☐ 1-5MPa ☐ < 1MPa

Rating 7

RQD (Indice de calidad de la roca)

50-75 %

Rating 13

Calcular

Espaciamiento de discontinuidades

0.6-2m

Ver Gráfico

Rating 15

Condición de discontinuidades

Persistencia 3-10m Apertura 1-5mm Rugosidad Moderadamente ru

Relleno Relleno suave <5m Meteorización ligeramente alterado

Ver general

Rating 12

Presencia de agua

Caudal en 10m túnel (l/min) <10 Gw/G3 (Presión del agua/esfuerzo principal) <0.1

Estado Ligeramente húmedo

Rating 10

Corrección por orientación de las discontinuidades

Rumbo perpendicular al eje

A favor del Buzamiento 45-90

En contra del Buzamiento

Rumbo paralelo al eje del túnel

Túnel o minas

Cimentaciones

Taludes

Rating -12

Ver gráfica

Calcular

RMR 45

Ver reporte

Limpiar

Fuente: Elaboración Propia

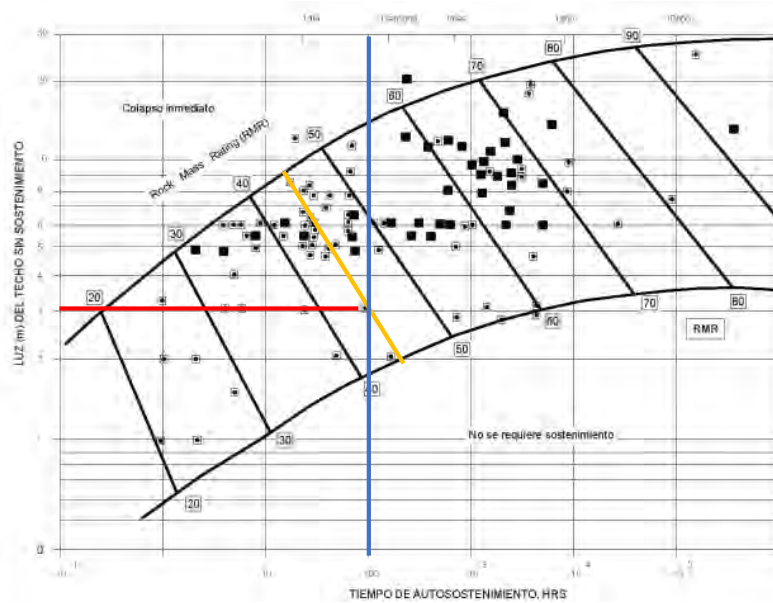
En el software Geotable se tiene la valoración del tramo I de la explotación del tajeo 0160 que es de 45 perteneciente a la clase III B con una calidad de roca regular según la **Tabla 13**.

4.2.1.7. Tiempo de auto soporte del tramo I

El tiempo de auto sostenimiento nos da un tiempo que dura la roca sin sostenimiento después de la voladura del frente, en este tiempo es donde el sostenimiento no trabaja en su totalidad.

Para realizar la estimación se necesita el ancho del frente de explotación que en el caso en estudio es de 3 metros y la caracterización geomecanica en base al RMR de 45 se tiene un tipo de Regular III B.

Figura 25. Tiempo de auto soporte del tramo I



Fuente: elaboración propia

Se tiene que el tiempo de auto soporte del tramo I es de 100 horas lo que corresponde a 4 días, así mismo el comportamiento pasado ese tiempo empezará a relajarse por lo que se tiene que tener este tiempo en consideración en las actividades diarias.

4.2.2. Determinación de calidad de la masa rocosa (Q de Barton)

Para la determinación del Q de Barton, se presente los datos de las tablas

- Índice de calidad de Roca (RQD): 66%
- N ° de familias de juntas (Jn): un sistema de juntas mas juntas aleatorias
- N ° de rugosidad en las juntas (Jr): rugoso e irregular ,ondulada
- N ° alteración de juntas (Ja): juntas con paredes ligeramente alteradas
- Reducción de aguas en las juntas (Jw): flujo media ,lavado ocasional del relleno de las juntas
- Factor de reducción de esfuerzos (SRF): Roca competente con pequeña cobertura

Calculo de Q de Barton

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

$$Q = \frac{66.5}{3} * \frac{3}{2} * \frac{0.66}{2.5} = 9.27$$

Figura 26. Calculo de Q de Barton en el software GEOTABLE Tramo I

The screenshot shows the 'Clasificaciones Geomecánicas' window in the GEOTABLE software. The 'Q de Barton' tab is selected. The 'Ingreso de Parámetros' section contains the following inputs: Jn = 3, Jr = 3, Ja = 2, Jw = 0.66, SRF = 2.5, and RQD (%) = 66. The 'CALCULAR' button has been pressed, resulting in a value of Q = 8.712. Below this, the 'Dimensión Equivalente' section shows the formula for De (Ancho, diámetro o altura de la excavación (m) / Relación de sostenimiento de la excavación ESR) and a 'Ver ESR' button.

Fuente: Elaboración Propia

De acuerdo al software GEOTABLE y la **tabla 23** ($Q = 8.778$) corresponde al tipo de roca regular.

4.2.3. Determinación del índice GSI (Geological Strength Index)

El calculo del GSI se da en función al RMR obtenido en la caracterización del macizo rocoso.

$$GSI = RMR - 5$$

$$GSI = 45 - 5 = 40$$

Por consiguiente, con $RQD = 66\%$ y con de 12 fracturas por metro de acuerdo a **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.** la roca es Muy fracturada (MF)

Moderadamente trabada y disturbada, se rompe con un o dos golpes firme de picota y /o con Barretillas de 4 pies.

4.3. EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO EN EL TRAMO II

4.3.1. Determinación de Rock Mass Rating (RMR) en el tramo II

4.3.1.1. Resistencia a la compresión simple

En el tramo II, se tiene con el martillo geológico (Picota) rompe con o dos golpes firme de picota y /o con Barretillas de 4 pies, mediante los ensayos de compresión uniaxial se determinó que en la zona se tiene el valor de 99 Mpa que está en el rango establecido en la Tabla 50 a 100 MPa.

4.3.1.2. Índice de la calidad de roca RQD

La determinación del RQD se calculó mediante los parámetros de juntas por metro lineal y testigos de perforación diamantina, corroborando los resultados con el software GEOTABLE. En un tramo de 10 metros se identificaron 96 discontinuidades.

Calculo de índice RQD mediante juntas por metro lineal:

$$\lambda = \frac{1}{\text{Frecuencia de juntas}}$$

$$\lambda = \frac{96}{10} = 9.6 \text{ juntas/m}$$

$$RQD = 100e^{-0.1\lambda}(0.1\lambda + 1)$$

$$RQD = 100e^{-0.1*9.6}(0.1 * 9.6 + 1) = 75.04\%$$

Calculo de índice RQD mediante testigos de perforación diamantina de 1 metro.



$$RQD = \frac{\sum(\text{Longitud de testigos} \geq 10\text{cm})}{\text{Longitud del taladro (cm)}} * 100\%$$

$$RQD_1 = \frac{12 + 29 + 18 + 16}{100} * 100\% = 75\%$$

Figura 27. Calculo de RQD en el software GEOTABLE del tramo II

The screenshot shows the 'RQD' software window. At the top, a green box displays 'RQD (%)'. Below this, the 'Parámetro' dropdown is set to 'Testigos'. The 'Juntas/metro ó juntas/m3' field is empty. The 'Longitud de Testigos' section has an input field for 'Ingresar (m)' and a 'Longitud Total de la base' field containing the value '1'. A 'Calcular' button is present. Below the calculation area, a blue box shows 'RQD (%)' with the value '75' and a 'Buena' condition. To the right, a list of values (0.12, 0.29, 0.18, 0.16) is shown in a scrollable area, with a 'Borrar' button next to it. At the bottom, there is a 'Limpiar' button and a footer bar that reads 'Recomendaciones de fortificación según deere'.

Fuente: Elaboración propia

4.3.1.3. Espaciamiento de juntas

El espaciamiento obtenido se obtuvo en función al RQD y se pertenece en la **Tabla 6** que está en el rango de 0.06-0.2 m.

4.3.1.4. Condiciones de juntas

El cálculo de las condiciones de las juntas se determinó por a la Tablas 7,8,9,10,11 y 12.

- ✓ Persistencia: 3 – 10m
- ✓ Apertura: 1-5 mm
- ✓ Rugosidad de planos de fractura: Ligeramente Rugoso
- ✓ Relleno de discontinuidades: Blando <5mm
- ✓ Meteorización: Ligeramente Alterada

4.3.1.5. Presencia de aguas subterráneas

La presencia de agua en la labor se determinó con la tabla 6, así mismo el tajeo 0160 cuenta con un macizo rocoso húmedo con menos de 10 l/min.

4.3.1.6. Corrección por orientaciones de fracturas

La explotación del tajeo 0160 presenta algunos conjuntos de fracturas cada una de las cuales es perpendicular al eje de la excavación con buzamientos de 45° a 90°

Para el cálculo del RMR en el software GEOTAGLE se consideran los parámetros siguientes:

- Resistencia a la compresión simple: 100 a 250MPa
- Índice de la calidad de roca RQD: 75%
- Espaciamiento de juntas: 0.06-0.2 m
- Condiciones de juntas:

Persistencia: 3 – 10m

Apertura: 1-5 mm

Rugosidad de planos de fractura: Ligeramente Rugoso

Relleno de discontinuidades: Blando <5mm

Meteorización: Ligeramente Alterada

- Presencia de aguas subterráneas: ligeramente húmedo con <10 l/min

- Corrección por orientaciones de fracturas: desfavorable perpendicular al eje de excavación con 45° a 90° de buzamiento.

Figura 28. determinación de RMR en el software GEOTABLE del tramo II

Clasificaciones Geomecánicas

Regresar Convertidor Salir

Correlaciones y Conceptos Generales **MRMR** GSI SMR

RMR

Rock Mass Rating (Calidad del Macizo Rocoso)

Resistencia de la Roca Inalterada

Indice de Carga Puntual (MPa) ☐ > 10MPa ☐ 4-10MPa ☐ 2-4MPa ☐ 1-2MPa

Resistencia a la compresión uniaxial (MPa) ☐ > 250MPa ☐ 100-250MPa ☒ 50-100MPa ☐ 25-50MPa ☐ 5-25MPa ☐ 1-5MPa ☐ < 1MPa

Rating 7

RQD (Indice de calidad de la roca)

%

Rating 13

Calcular

Espaciamiento de discontinuidades

Ver Gráfico

Rating 8

Condición de discontinuidades

Persistencia Apertura Rugosidad

Relleno Meteorización

Ver general

Rating 12

Presencia de agua

Caudal en 10m túnel (l/min) Gw/G3 (Presión del agua/esfuerzo principal)

Estado

Rating 10

Corrección por orientación de las discontinuidades

Rumbo perpendicular al eje

A favor del Buzamiento

En contra del Buzamiento

☒ Tunel o minas ☐ Cimentaciones ☐ Taludes

Rating -12

Ver gráfica

Calcular

RMR 38

Ver reporte

Fuente: Elaboración Propia

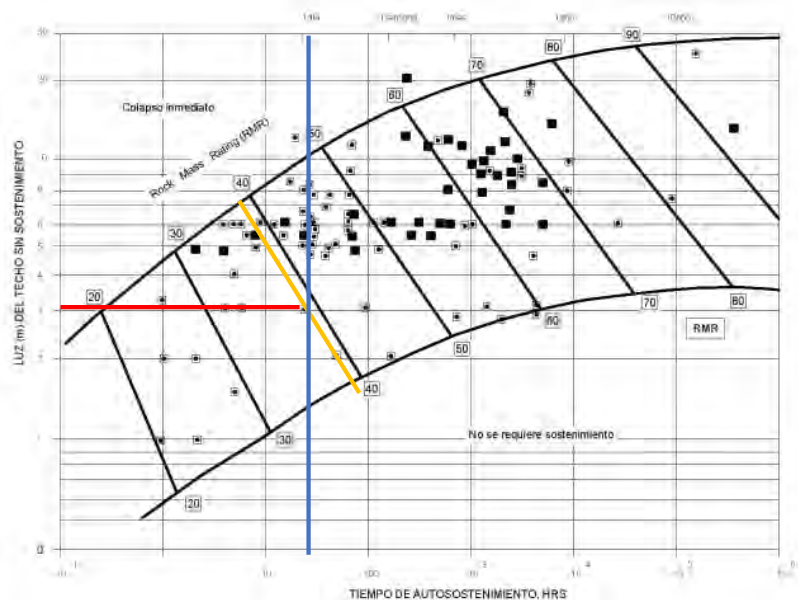
En el software Geotable se tiene la valoración del tramo II de la explotación del tajeo 0160 que es de 38 perteneciente a la clase IVA con una calidad de roca Mala según la **Tabla 13**.

4.3.1.7. Tiempo de auto soporte del tramo II

El tiempo de auto sostenimiento nos da un tiempo que dura la roca sin sostenimiento después de la voladura del frente, en este tiempo es donde el sostenimiento no trabaja en su totalidad.

Para realizar la estimación se necesita el ancho del frente de explotación que en el caso en estudio es de 3 metros y la caracterización geomecanica en base al RMR de 38 se tiene un tipo de Mala IV A.

Figura 29. Tiempo de auto soporte del tramo II



Fuente: elaboración propia

Se tiene que el tiempo de auto soporte del tramo II es de 48 horas lo que corresponde a 2 días, así mismo el comportamiento pasado ese tiempo empezará a relajarse por lo que se tiene que tener este tiempo en consideración en las actividades diarias, por lo que su sostenimiento en este tramo debe de ser inmediato.

4.3.2. Determinación de calidad de la masa rocosa (Q de Barton)

Para la determinación del Q de Barton, se presente los datos de las tablas

- Índice de calidad de Roca (RQD): 75%
- N° de familias de juntas (Jn): Dos sistema de juntas mas juntas aleatorias
- N° de rugosidad en las juntas (Jr): rugoso e irregular ,ondulada
- N° alteración de juntas (Ja): juntas con paredes ligeramente alteradas

- Reducción de aguas en las juntas (Jw):flujo media ,lavado ocasional del relleno de las juntas.
- Factor de reducción de esfuerzos (SRF):Zonas débiles por presencia de fallas aisladas,con arcilla o roca descompuesta.

Calculo de Q de Barton

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

$$Q = \frac{75}{6} * \frac{3}{2} * \frac{0.66}{5} = 2.475$$

Figura 30.Calculo de Q de Barton en el software GEOTABLE Tramo II

Clasificaciones Geomecánicas

Regresar Convertidor Salir

Correlaciones y Conceptos Generales

MRMR

Q de Barton

GSI

SMR

Rock Tunneling Quality Index (Índice de Calidad Tunelera) Ver

Ingreso de Parámetros

J_n 6 Ver Cuadro

J_r 3 Ver Cuadro

J_a 2 Ver Cuadro

J_w 0.66 Ver Cuadro

SRF 5 Ver Cuadro

RQD (%) 75 Calcular Ver

CALCULAR LIMPIAR

Q= 2.475

Dimensión Equivalente

De = $\frac{\text{Ancho, diámetro o altura de la excavación (m)}}{\text{Relación de sostenimiento de la excavación ESR}}$

Ver ESR

Ver gráfico de reforzamiento

Ver sugerencias

Fuente: Elaboración Propia

De acuerdo al software GEOTABLE y la **tabla 23** (Q = 2.475) corresponde al tipo de roca mala.

4.3.3. Determinación del índice GSI (Geological Strength Index)

El calculo del GSI se da en función al RMR obtenido en la caracterización del macizo rocoso.

$$GSI = RMR - 5$$

$$GSI = 38 - 5 = 32$$

Por consiguiente, con $RQD = 75\%$ y con de 9.6 fracturas por metro de acuerdo a **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.** la roca es fracturada (F) Bien trabada, poco disturbada, se rompe con un o dos golpes firme de picota y /o con Barretillas de 4 pies.

4.4. EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO EN EL TRAMO III

4.4.1. Determinación de Rock Mass Rating (RMR) en el tramo III

4.4.1.1. Resistencia a la compresión simple

En el tramo I, se tiene con el martillo geológico (Picota) rompe con tres a mas golpes firme de picota y /o con Barretillas de 4 pies, mediante los ensayos de compresión uniaxial se determinó que en la zona se tiene el valor de 72.5 Mpa que está en el rango establecido en la Tabla 50 a 100 MPa.

4.4.1.2. Índice de la calidad de roca RQD

La determinación del RQD se calculó mediante los testigos de perforación diamantina de 1 m, corroborando los resultados con el software GEOTABLE.

Calculo de índice RQD mediante testigos de perforación diamantina



$$RQD = \frac{\sum(\text{Longitud de testigos} \geq 10\text{cm})}{\text{Longitud del taladro (cm)}} * 100\%$$

$$RQD_1 = \frac{19 + 16 + 12}{100} * 100\% = 47\%$$

Figura 31. *Calculo de RQD en el software GEOTABLE del tramo III*

Fuente: elaboración propia

4.4.1.3. Espaciamiento de las juntas

El espaciamiento obtenido se obtuvo en función al RQD y se pertenece en la **Tabla 6** que está en el rango de 0.6-2 m.

4.4.1.4. Condiciones de juntas

El cálculo de las condiciones de las juntas se determinó por a la **Tablas 7, 8, 9, 10 11 y 12.**

- ✓ Persistencia: 3 – 10m
- ✓ Apertura: 1-5 mm

- ✓ Rugosidad de planos de fractura: Rugoso
- ✓ Relleno de discontinuidades: Duro>5mm
- ✓ Meteorización: Ligeramente Alterada

4.4.1.5. Presencia de aguas subterráneas

La presencia de agua en la labor se determinó con la **tabla 6**, así mismo el tajeo 0160 cuenta con un macizo rocoso mojado con 10-25 l/min.

4.4.1.6. Corrección por orientaciones de fracturas

La explotación del tajeo 0160 presenta algunos conjuntos de fracturas cada una de las cuales es perpendicular al eje de la excavación con buzamientos de 45° a 90°

Para el cálculo del RMR en el software GEOTAGLE se consideran los parámetros siguientes:

- Resistencia a la compresión simple: 100 a 250MPa
- Índice de la calidad de roca RQD: 47%
- Espaciamiento de juntas: 0.6-2 m
- Condiciones de juntas:

Persistencia: 3 – 10m

Apertura: 1-5 mm

Rugosidad de planos de fractura: Rugoso

Relleno de discontinuidades: Duro>5mm

Meteorización: Ligeramente Alterada

- Presencia de aguas subterráneas: Mojada con 10-25 l/min
- Corrección por orientaciones de fracturas: desfavorable perpendicular al eje de excavación con 45° a 90° de buzamiento.

Figura 32. Determinación de RMR en el software GEOTABLE del tramo III

Fuente: elaboración propia

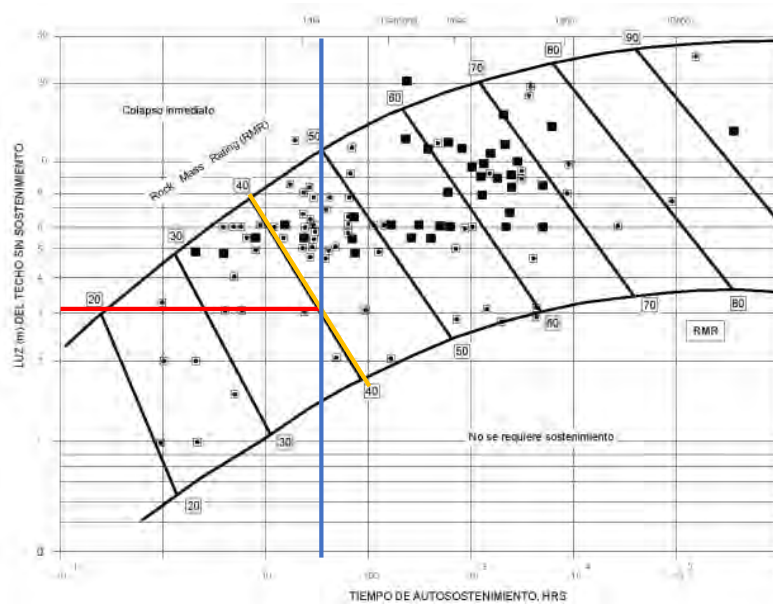
En el software Geotable se tiene la valoración del tramo III de la explotación del tajeo 0160 que es de 40 perteneciente a la clase IVA con una calidad de roca Mala según la **Tabla 13**.

4.4.1.7. Tiempo de auto soporte del tramo III

El tiempo de auto sostenimiento nos da un tiempo que dura la roca sin sostenimiento después de la voladura del frente, en este tiempo es donde el sostenimiento no trabaja en su totalidad.

Para realizar la estimación se necesita el ancho del frente de explotación que en el caso en estudio es de 3 metros y la caracterización geomecanica en base al RMR de 40 se tiene un tipo de Mala IV A.

Figura 33. Tiempo de auto soporte del tramo III



Fuente: elaboración propia

Se tiene que el tiempo de auto soporte del tramo III es de 50 horas lo que corresponde a 2 días, así mismo el comportamiento pasado ese tiempo empezará a relajarse por lo que se tiene que tener este tiempo en consideración en las actividades diarias, por lo que su sostenimiento en este tramo debe de ser inmediato.

4.4.2. Determinación de calidad de la masa rocosa (Q de Barton)

Para la determinación del Q de Barton, se presente los datos de las tablas

- Índice de calidad de Roca (RQD): 47%
- N ° de familias de juntas (Jn): Dos sistema de juntas mas juntas aleatorias
- N ° de rugosidad en las juntas (Jr): rugoso e irregular ,ondulada
- N ° alteración de juntas (Ja): juntas con paredes ligeramente alteradas
- Reducción de aguas en las juntas (Jw): flujo media ,lavado ocasional del relleno de las juntas.
- Factor de reducción de esfuerzos (SRF): Roca competente con pequeña cobertura.

Calculo de Q de Barton

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

$$Q = \frac{47}{6} * \frac{3}{2} * \frac{0.66}{2.5} = 3.102$$

Figura 34. Calculo de Q de Barton en el software GEOTABLE Tramo III

Clasificaciones Geomecánicas

Regresar Convertidor Salir

Correlaciones y Conceptos Generales RMR MRMR Q de Barton GSI SMR

Rock Tunneling Quality Index (Índice de Calidad Tunelera) Ver

Ingreso de Parámetros

Jn 6 Ver Cuadro

Jr 3 Ver Cuadro

Ja 2 Ver Cuadro

Jw 0.66 Ver Cuadro

SRF 2.5 Ver Cuadro

RQD (%) 47 Calcular Ver

CALCULAR LIMPIAR

Q= 3.102

Dimensión Equivalente

De = $\frac{\text{Ancho, diámetro o altura de la excavación (m)}}{\text{Relación de sostenimiento de la excavación ESR}}$

Ver ESR

Ver gráfico de reforzamiento

Ver sugerencias

Fuente: Elaboración Propia

De acuerdo al software GEOTABLE y la **tabla 23** ($Q = 3.102$) corresponde al tipo de roca mala.

4.4.3. Determinación del índice GSI (Geological Strength Index)

El cálculo del GSI se da en función al RMR obtenido en la caracterización del macizo rocoso.

$$GSI = RMR89 - 5$$

$$GSI = 40 - 5 = 35$$

Por consiguiente, con $RQD = 47\%$ y con más de 12 fracturas por metro de acuerdo a **Tabla 23** No se encuentra el origen de la referencia. la roca es Muy fracturada (MF) M

oderadamente trabada y disturbada, se rompe con un o dos golpes firme de picota y /o con Barretillas de 4 pies

CAPÍTULO V

SELECCIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO PARA EL TAJEO 0160

Siendo el sostenimiento una actividad de mayor importancia en la explotación del tajeo 0160 de la Unidad Minería Santa María de la compañía minera poderosa con la ayuda del presente trabajo y la cartilla geomecanica del departamento de geología se mejoró la identificación del macizo rocoso bajo los parámetros de RMR,Q de barton y GSI ,Asi tambien en la elección del tipo de sostenimiento adecuado considerando el ancho de minado, buzamiento de la veta y el tipo de labor de explotación temporal.

Figura 35. Cartilla Geomecánica CMPA.

CARTILLA GEOMECÁNICA				
LABORES DE EXPLOTACIÓN Y AVANCES				
Indice de Resistencia Geológica (GSI)	Condición Superficial (Golpes de picota)			
	Se Rompe	Se Rompe	Se Indenta	Se Indenta
ESTRUCTURA Grado de fracturamiento	Con 3 o mas Golpes de Picota	Con 1 o 2 Golpes de Picota	Superficialmente (< 8 mm)	Más de 8 mm.
Se basa en la cantidad de fracturas por metro cuadrado, medidos in situ con flexómetro.	B	R	P	MP
	Buena	Regular	Pobre	Muy Pobre
Condición Estructural - Fracturas/m ²	LF 2 a 5 Levemente Fracturada	LF/B	LF/R	
	F 6 a 11 Moderadamente Fracturada	F/B	F/R	F/P
	MF 12 a 20 Muy Fracturada	MF/B	MF/R	MF/P
	IF >20 Intensamente Fracturada	IF/B	IF/R	IF/P

TIPOS DE SOSTENIMIENTO LABORES DE EXPLOTACIÓN (Tajeos) (TEMPORALES < 1 AÑO) desde 1.5 x 1.5 hasta 3.0 x 3.0 m BUZAMIENTO DE VETA > 45°		
PARAMETROS GEOMECANICOS CALIDAD RMR	ANCHO DE MINADO > 2.4m.	ANCHO DE MINADO ≤ 2.4m.
A 81-100	Split Set de 7' sist. según estándar en caja techo-piso y zona mineralizada.	Puntal c/ jackpot sist. esp. a 1.8m en las cajas + split set sist. esp. 1.80m.
B 61-80	Split Set de 7' sist. según estándar en caja techo-piso y zona mineralizada.	Puntal c/ jackpot sist. esp. a 1.50m Split Set de 5' sist. según estándar en la caja techo - piso y zona mineralizada.
C 51-60	Split Set sist. + malla electrosoldada según estándar en caja techo-piso y zona mineralizada.	Puntal c/ jackpot sist. esp. 1.30m en las cajas + Split Set sist de 5' esp. a 1.20m en zona mineralizada.
D 41-50	Perno Helicoidal sist. + malla electrosoldada según estándar en caja techo-piso y zona mineralizada.	Perno Helicoidal sist. + malla electros. en cajas y zona mineralizada, en falsas cajas reforzar con puntales c/ jackpot donde requiere.
E 21-40	Cuadros de madera según estándar con guarda cabeza en dirección al minado.	Cuadros de madera esp. 1.50 m con guarda cabeza en dirección al minado.
F <20	Cuadros de madera esp. 1.00m con marchavantes en dirección al minado.	Cuadros de madera esp. 1.0m con guarda cabezas en dirección al minado.

BUZAMIENTO DE VETA < 45°

PARAMETROS GEOMECANICOS CALIDAD RMR	ANCHO DE MINADO > 2.4M	ANCHO DE MINADO (1.5M A 2.4M)
A 81-100	Split Set sist. long. según sección esp. a 1.5m reforzado con Wood Pack 2x2m sist. esp. a 3.0m.	Puntal sist. esp. a 1.80m. Reforzar con Wood Pack 1x1m sist. esp. a 3.0m
B 61-80	Split Set sist. long. según sección esp. a 1.5m reforzado con Woodpack 2x1m sist. esp. a 3.0m.	Puntal c/ jackpot sist. esp. a 1.50 m. Reforzar con Woodpack 1x1m donde lo requiere.
C 51-60	Pernos Helicoidales y/o Split Set long. según sección esp. 1.50m reforzado con Woodpack 1X1m sist. esp. a 3.0m.	Puntal c/ jackpot sist. esp. a 1.50m. Reforzar con Woodpack 1x1m sist. esp. a 3.0m.
D 41-50	Pernos Helicoidales según sección esp. 1.30m reforzado con Woodpack 1X1m sist. esp. a 3.0m.	Puntal c/ jackpot sist. esp. a 1.3m. Reforzar con Woodpack 1x1m sist. esp. a 3.0m.
E 21-40	Cuadro de madera esp. a 1.30m con guarda cabeza en dirección al minado reforzado con Cribbing sist. esp. 2.0m.	Cuadro de madera esp. a 1.30m con guarda cabeza en dirección al minado reforzado con Cribbing sist. esp. 2.0m.
F <20	Cuadro de madera esp. a 1.00m con guarda cabeza en dirección al minado reforzado con Cribbing sist. esp. 2.0m.	Cuadro de madera esp. a 1.20m con guarda cabeza en dirección al minado reforzado con Cribbing sist. esp. 2.0m.

Fuente: área geomecánica CMPA

5.1. SELECCIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN EL TRAMO I

Realizando el análisis geomecánico en el tramo I de la explotación del tajeo 0160 se tiene un RMR de 45 perteneciente a la clase III con una calidad de roca regular y un Q de Barton de 8.778 corresponde al tipo de roca regular empleando la **Figura 35** se selecciona el tipo de sostenimiento considerando el ancho de minado de 2 metros:

Detalle de datos a consignar para la elección del tipo de sostenimiento:

- Tipo de labor: Temporal
- Tipo de roca: Regular Clase III(RMR=45)
- Ancho De Minado: 2 metros

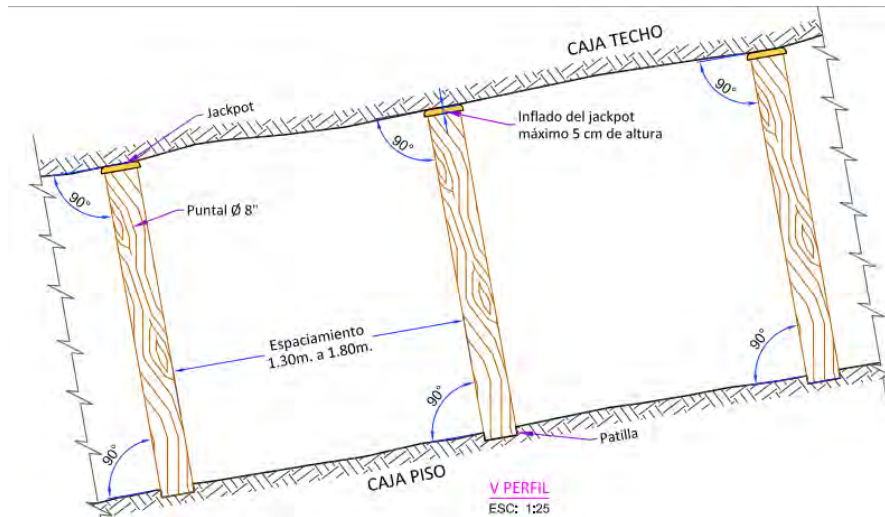
Considerando la cartilla geomecánica **Figura 35**, a partir de los datos geomecánicos se tiene que la elección adecuada del sostenimiento en el tramo I es Puntal Jack pot espaciado 1.3 mtrs con refuerzos de woodpack 1x1 m espaciado 3 mtrs.

Tabla 28. Características del sostenimiento con puntal jackpot y Woodpack de 1x1m

Puntal Jackpot		Woockpack con Jackpack de 1x1 m	
Diámetro recomendado(pulg)	8	cuartones(mm)	152 x 178 x 1000
jackpot(mm)	220	Jack pack(mm)	1000x1000
capacidad de carga(TN)	20- 50	capacidad de carga(TN)	170
Longitud (m)	2	Altura(m)	2
Presión de inflado(bar)	2	Presión de inflado(bar)	2

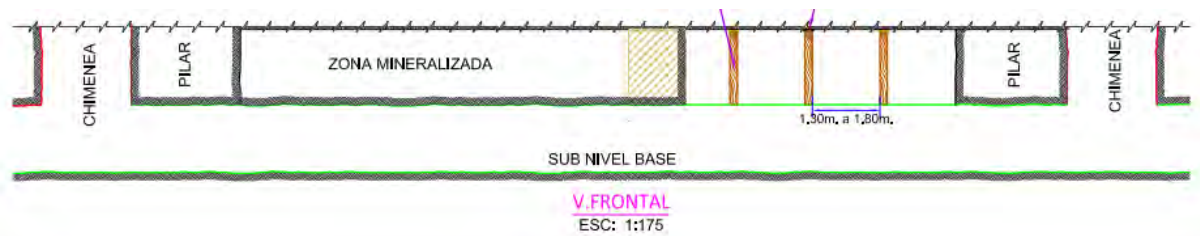
Fuente: Elaboración Propia

Figura 36. Instalación del Sosténimiento por puntal jackpot



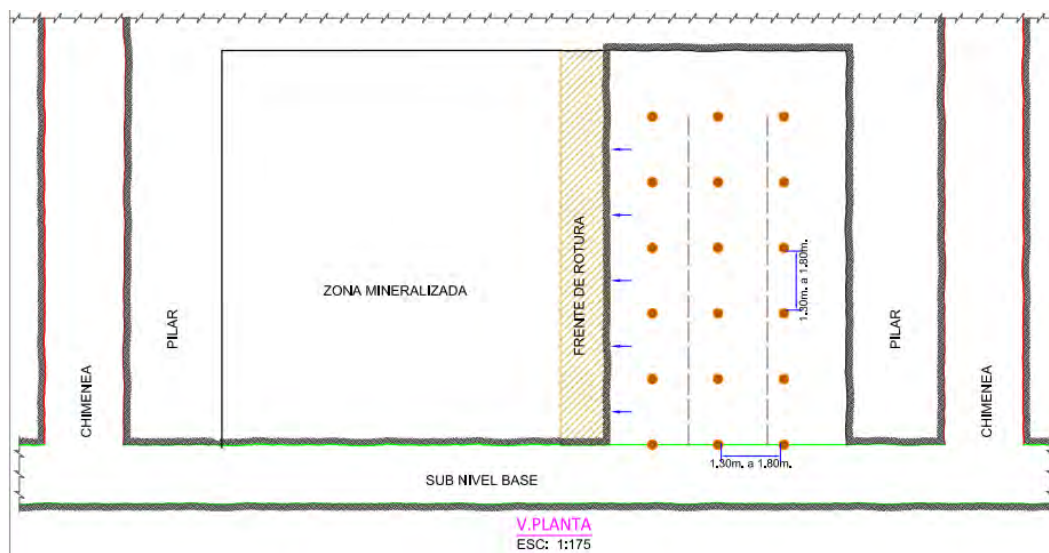
Fuente: área de planeamiento compañía minera poderosa

Figura 37. Distribución vista frontal del Sosténimiento por puntal jackpot



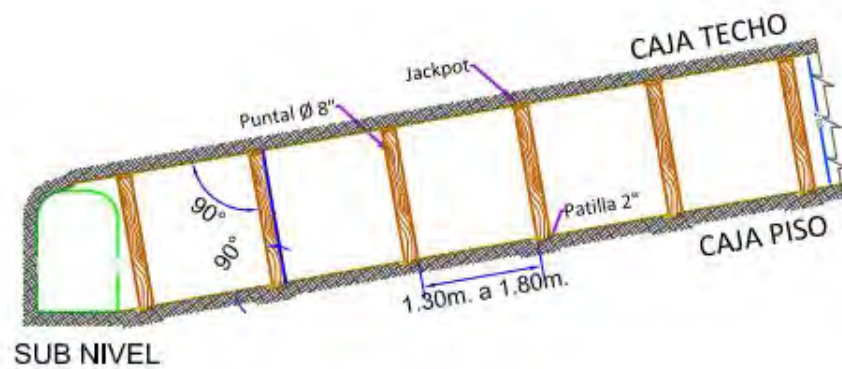
Fuente: área de planeamiento compañía minera poderosa

Figura 38. Distribución vista planta del Sosténimiento por puntal jackpot



Fuente: área de planeamiento compañía minera poderosa

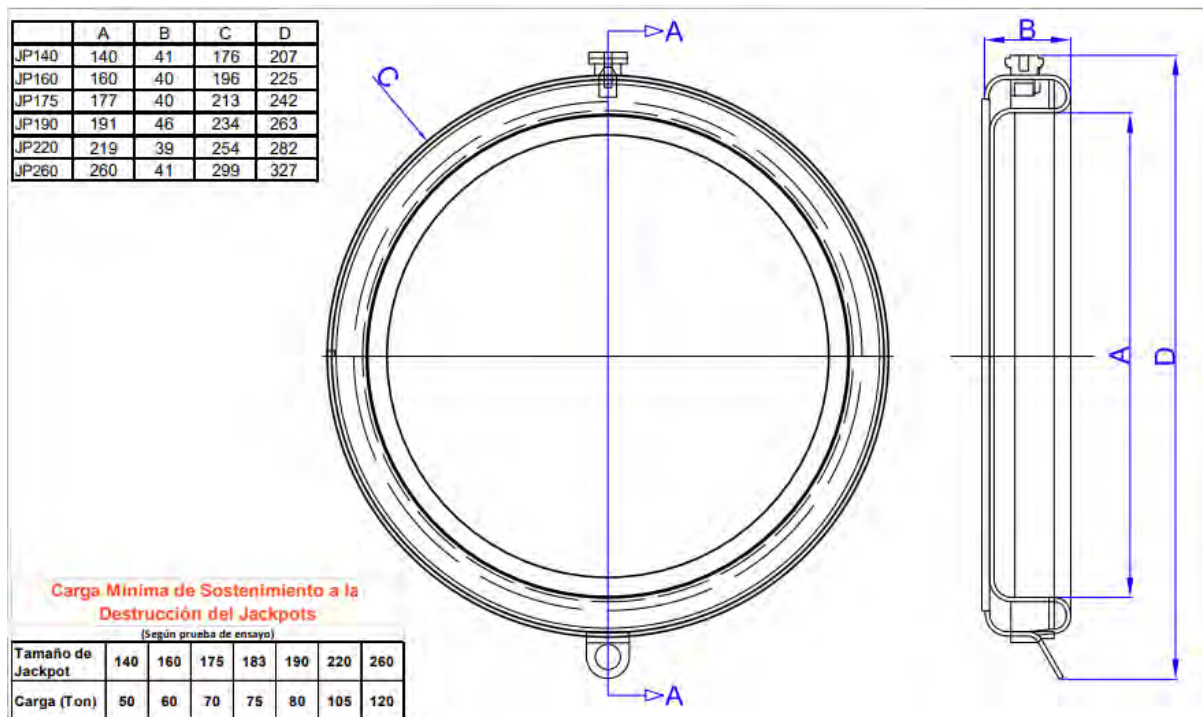
Figura 39. Distribución vista perfil del Sostenimiento por puntal jackpot



V.PERFIL
ESC: 1:175

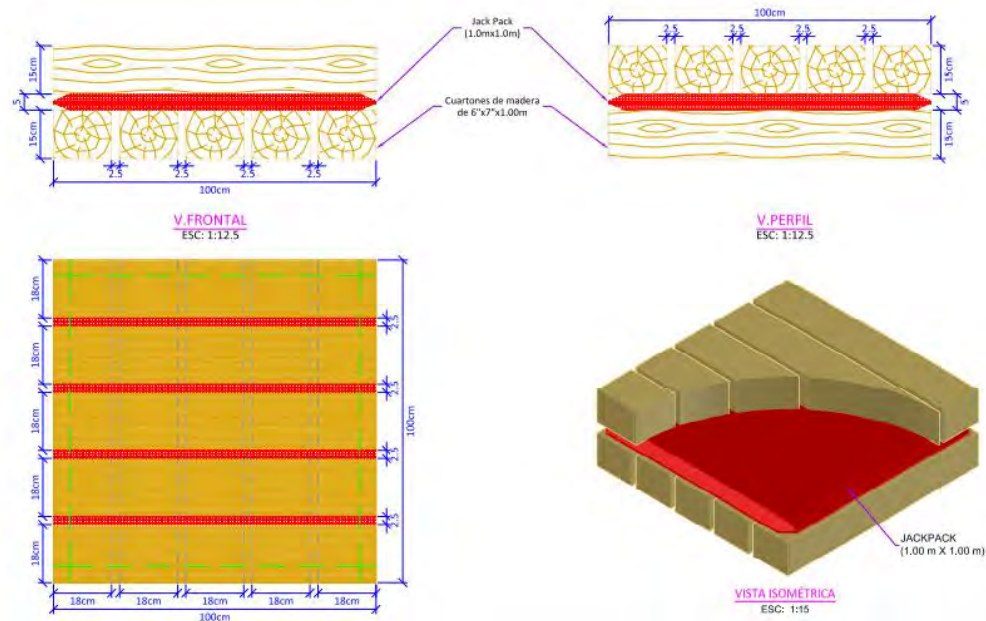
Fuente: área de planeamiento compañía minera poderosa

Figura 40. Especificación de jackpot



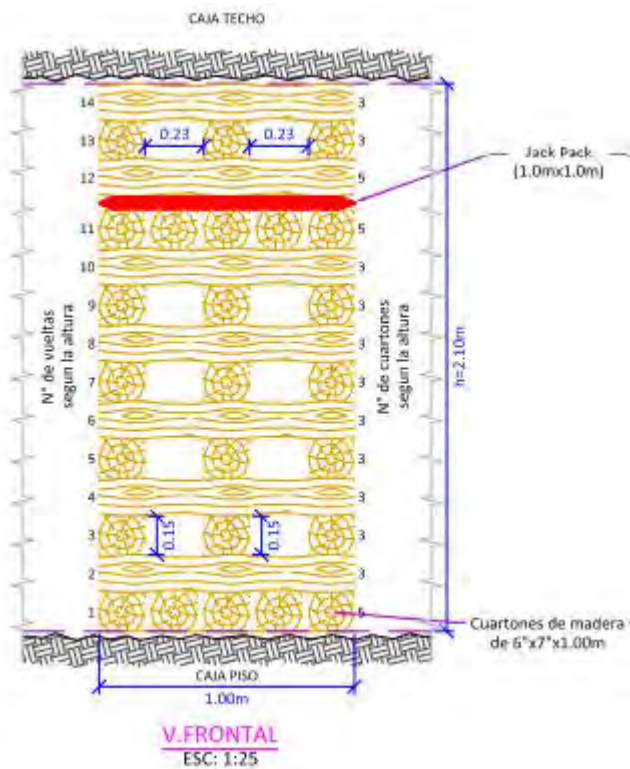
Fuente: área de planeamiento compañía minera poderosa

Figura 41.Detalle de instalación de Jack pack



Fuente: área de planeamiento compañía minera poderosa

Figura 42.Detalle de instalación de woodpack y Jack pack



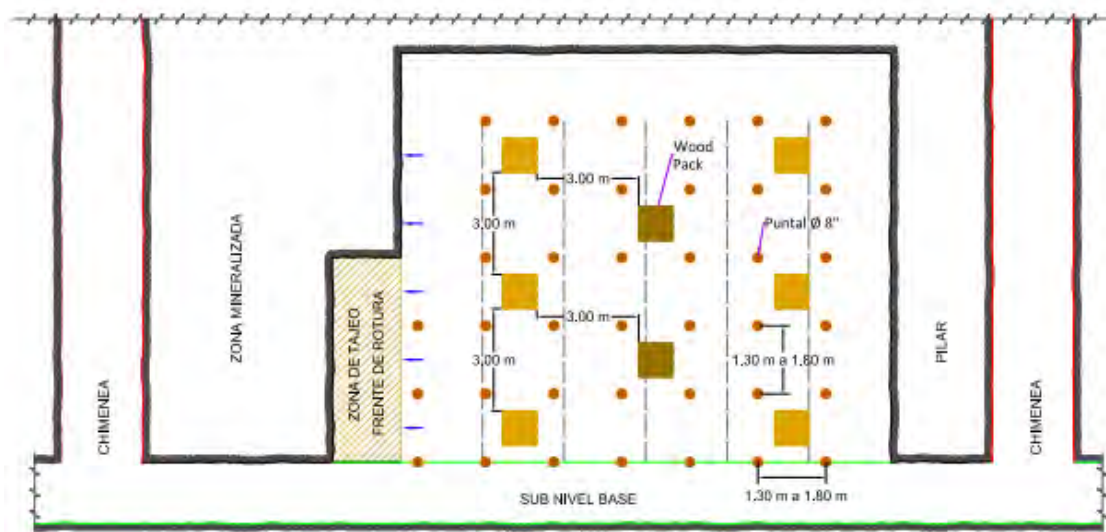
Fuente: área de planeamiento compañía minera poderosa

Detalle de distribución vista Frontal de instalación de woodpack



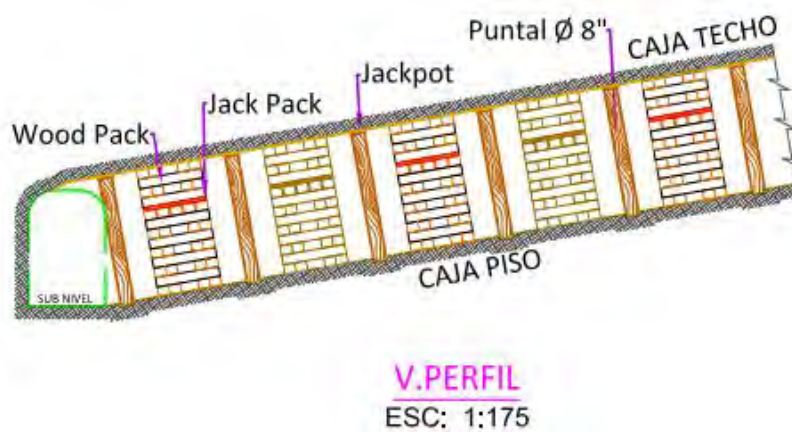
Fuente: área de planeamiento compañía minera poderosa

Figura 43.Detalle de distribución vista planta de instalación de woodpack



Fuente: área de planeamiento compañía minera poderosa

Figura 44..Detalle de distribución vista perfil de instalación de woodpack



Fuente: área de planeamiento compañía minera poderosa

5.2. SELECCIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN EL TRAMO II

Realizando el análisis geomecánico en el tramo II de la explotación del tajeo 0160 se tiene un RMR de 38 perteneciente a la clase IV con una calidad de roca Mala y un Q de Barton de 2.475 corresponde al tipo de roca mala empleando la **Figura 35** se selecciona el tipo de sostenimiento considerando el ancho de minado de 2 metros:

Detalle de datos a consignar para la elección del tipo de sostenimiento:

- Tipo de labor: Temporal
- Tipo de roca: Regular Clase IV(RMR=38)
- Ancho De Minado: 2 metros

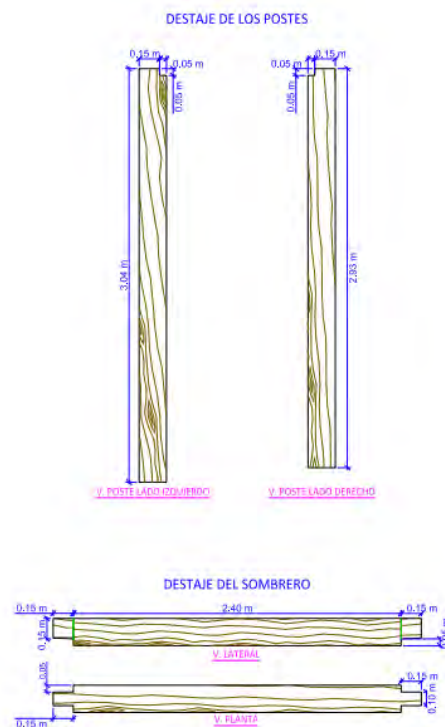
Considerando la cartilla geomecánica **Figura 35**, a partir de los datos geomecánicos se tiene que la elección adecuada del sostenimiento en el tramo II es cuadro de madera espaciado 1.3 metros reforzado con cribbing espaciado 2 mtrs.

Tabla 29. Características del sostenimiento con cuadro de madera y Cribbing de 1x1m

Cuadro de madera		wood pack(cribbing)	
Diámetro de postes y sombrero(pulg)	8	cuartones(mm)	152 x 178 x 1000
tirantes diámetro(pulg)	6	capacidad de carga	90
Postes altura (m)	2	Altura(m)	2
Sombrero longitud (pies)	10		

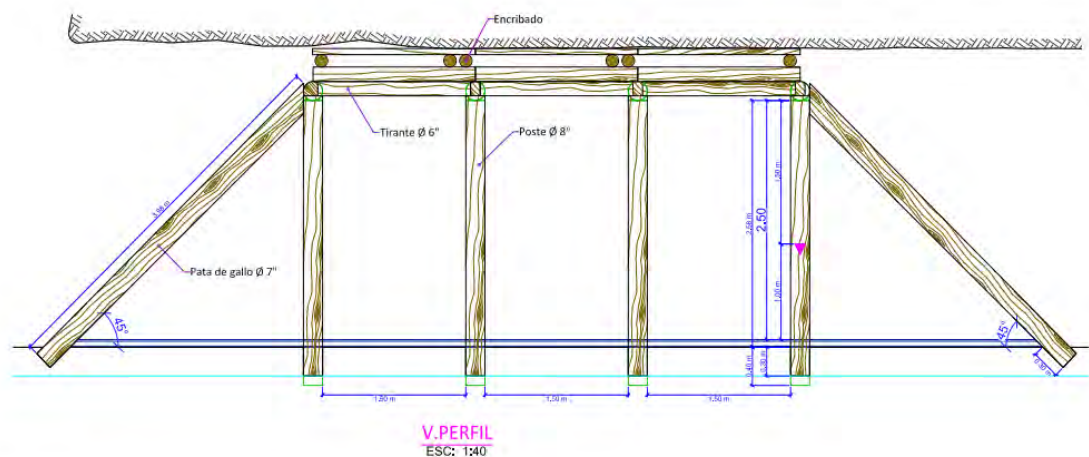
Fuente: Elaboración Propia

Detalle de postes y sombreros del cuadro de madera



Fuente: área de planeamiento compañía minera poderosa

Figura 45. Aseguramiento del cuadro con pata de gallo



PARAMETROS GEOMECAÑICOS		ANCHO DE MINADO > 2.4 m	ANCHO DE MINADO < 2.4 m
CALIDAD	RMR		
E	21-40	Cuadros de madera con espaciamiento 1.5 m	Cuadros de madera con espaciamiento 1.5 m
F	< 20	Cuadros de madera con espaciamiento 1.2 m	Cuadros de madera con espaciamiento 1.2 m

Fuente: área de planeamiento compañía minera poderosa

5.3. SELECCIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN EL TRAMO III

Realizando el análisis geomecánico en el tramo III de la explotación del tajeo 0160 se tiene un RMR de 40 perteneciente a la clase IV con una calidad de roca Mala y un Q

de barton de 3.102 corresponde al tipo de roca mala empleando la **Figura 35** se selecciona el tipo de sostenimiento considerando el ancho de minado de 2 metros:

Detalle de datos a consignar para la elección del tipo de sostenimiento:

- Tipo de labor: Temporal
- Tipo de roca: Regular Clase IV(RMR=40)
- Ancho De Minado: 2 metros

Considerando la cartilla geomecanica **Figura 35**, a partir de los datos geomecanicos se tiene que la elección adecuada del sostenimiento en el tramo III es cuadro de madera espaciado 1.3 metros reforzado con cribbing espaciado 2 mtrs.

Tabla 30. Características del sostenimiento con cuadro de madera y Cribbing de 1x1m

Cuadro de madera		woock pack(cribbing)	
Diametro de postes y sombrero(pulg)	8	cuartones(mm)	152 x 178 x 1000
tirantes diametro(pulg)	6	capacidad de carga	90
Postes altura (m)	2	Altura(m)	2
Sombrero longitud (pies)	10		

Fuente: elaboración Propia

5.4. TIEMPOS Y COSTOS DE TIPO DE SOSTENIMIENTO SELECCIONADO EN EL TAJEO 0160.

Realizando la actividad de limpieza empleando el winche, y el desatado correspondiente se emplea el análisis geomecanico en la labor de explotación utilizando la cartilla **Figura 35**.

5.4.1. Tiempos de tipo de sostenimiento seleccionado en el tajeo 0160

Los tiempos calculados en función al rendimiento de la mano de obra realizando la actividad en el tipo de sostenimiento elegido en cada tramo. El cual permitirá programar el avance por guardia.

5.4.1.1. Tiempos de Sostenimiento Puntal con Jackpot Reforzado Con Woodpack y jack pack

Teniendo el estudio geomecanico en la roca se eligió el tipo de sostenimiento con jackpot se tiene los siguientes datos:

- ✓ Tipo de roca: regular IIIB(Diorita)
- ✓ RMR de la roca: rango de 41-50
- ✓ Avance por disparo: 1.8 m
- ✓ Longitud de Frente: 3 mtr
- ✓ Puntal jackpot: Redondos de 8" con jackpot de 220mm
- ✓ Espaciamiento: 1.3 metros
- ✓ Cantidad puntales :6
- ✓ Cantidad de woodpack C/ jack pat: 1

Tabla 31. Tiempo y rendimiento promedio de la instalación de puntal y jackpot

INSTALACION DE PUNTAL Y JACKPOT EN EL TAJEO 0160			
NUMERO DE PUNTAL	TIEMPO		TOTAL
	MIN	SEG	
1	17	18	17.30
2	17	34	17.57
3	17	20	17.33
4	17	25	17.42
5	17	24	17.40
6	17	30	17.50
7	17	24	17.40
8	17	26	17.43
9	17	35	17.58
10	17	32	17.53
TOTAL	170	268	174.5
PROMEDIO	17	26.8	17.45
RENDIMIENTO		PUNTAL/ HORA	3.439
		PUNTAL/ GUARDIA	27.51

Fuente: Elaboración propia

Tabla 32. Tiempo y rendimiento promedio de la instalación woodpack y Jack pack

INSTALACION DE WOODPACK Y JACKPACK DE 2 m EN EL TAJEO 0160			
NUMERO DE WOOD PACK	TIEMPO		TOTAL
	HORAS	MIN	
1	3	24	3.40
2	3	23	3.38
3	3	15	3.25
4	3	25	3.42
5	3	38	3.63
6	3	40	3.67
7	3	32	3.53
8	3	30	3.50
9	3	16	3.27
10	3	26	3.43
TOTAL	30	269	34.48
PROMEDIO	3	26.9	3.45
RENDIMIENTO	WOODPACK /GUARDIA		2.90

Fuente: Elaboración propia

Tabla 33. Eficiencia del sostenimiento Puntal con Jackpot Reforzado Con Woodpack y jackpack

DESCRIPCION	UND	VALOR
NUMERO DE PUNTALES JACKPOT	UND	6
TIEMPO PROMEDIO DE INATALACION DE PUNTAL JACK POT	MIN	17.45
TIEMPO TOTAL EN LA INTALACION POR DISPARO	MIN	104.68
TIEMPO TOTAL EN LA INTALACION POR DISPARO	HR	1.74
NUMERO DE WOODPACK	UND	1
TIEMPO PROMEDIO DE INTALACION DE WOODPACK	HR	2.90
TIEMPO DE SOSTENIMIENTO POR DISPARO	HR	4.65

Fuente Elaboración Propia

5.1.4.2. Tiempos de sostenimiento con sostenimiento con cuadro de madera reforzado con cribbing.

Teniendo el estudio geomecanico en la roca se eligió el tipo de sostenimiento con cuadro de madera reforzado con cribbing se tiene los siguientes datos:

- ✓ Tipo de roca: Mala IVA(Diorita)
- ✓ RMR de la roca: rango de 31-40
- ✓ Avance por disparo: 1.8 m
- ✓ Longitud de frente:3 m

- ✓ Cuadro de madera : Redondos de 8"
- ✓ Espaciamiento: 1.3 metros
- ✓ Cantidad : 4
- ✓ Cantidad de cribbing: 1

Tabla 34. *Tiempo y rendimiento Promedio de la instalación Cuadro de madera*

INSTALACION DE CUADRO DE MADERA TAJEO 0160			
NUMERO DE CUADRO	TIEMPO		TOTAL
	MIN	SEG	
1	30	14	30.23
2	35	34	35.57
3	32	35	32.58
4	33	25	33.42
5	36	35	36.58
6	34	20	34.33
7	31	20	31.33
8	32	25	32.42
9	31	15	31.25
10	36	25	36.42
TOTAL	330	248	334.1
PROMEDIO	33	24.8	33.41
RENDIMIENTO		CUADRO/ HORA	1.796
		CUADRO/ GUARDIA	14.37

Fuente: Elaboración propia

Tabla 35. *Tiempo y rendimiento Promedio de la instalación de Cribbing*

INSTALACION DE WOODPACK (Cribbing) DE 2 m EN EL TAJEO 0160				
NUMERO DE WOOD PACK	TIEMPO		TOTAL	
	HORAS	MIN		
1	4	5	4.08	
2	3	45	3.75	
3	4	2	4.03	
4	3	42	3.70	
5	3	42	3.70	
6	3	40	3.67	
7	4	10	4.17	
8	4	2	4.03	
9	3	52	3.87	
10	3	56	3.93	
TOTAL	34	296	38.93	
PROMEDIO	3.4	29.6	3.89	
RENDIMIENTO	WOODPACK /GUARDIA		2.57	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 36. *Eficiencia del sostenimiento cuadro de madera reforzado con cribbing*

DESCRIPCION	UND	VALOR
NUMERO DE CUADRO DE MADERA	UND	4
TIEMPO PROMEDIO DE INATALACION DE CUADRO DE MADERA	MIN	33.41
TIEMPO TOTAL EN LA INTALACION POR DISPARO	MIN	133.65
TIEMPO TOTAL EN LA INTALACION POR DISPARO	HR	2.23
NUMERO DE CRIBBING	UND	1
TIEMPO PROMEDIO DE INTALACION DE CRIBBING	HR	3.89
TIEMPO DE SOSTENIMIENTO POR DISPARO	HR	6.13

Fuente: Elaboración Propia

5.4.2. Costos de tipo de sostenimiento seleccionado en el tajeo 0160

Para realizar el cálculo de los costos de sostenimiento se toma en consideración los precios unitario manejados por compañía minera Poderosa de la mano de obra ,implementos de seguridad, materiales y herramientas empleadas en la instalación según al tipo sostenimiento, así también los rendimientos obtenidos de los tiempos tomados de la instalación de tipo de sostenimiento.

Tabla 37. Resumen de rendimientos

DESCRIPCION	CANT /GUARDIA
INSTALACION DE WOODPACK	2.57
INSTALACION DE CUADRO DE MADERA	14.4
INSTALACION DE WOODPACK Y JACK PACK	2.90
INSTACION DE PUNTAL CON JACK POT	27.5

Fuente: Elaboración Propia

5.4.2.1. Costos de sostenimiento con Puntal con Jackpot Reforzado Con Woodpack y jackpack

Para el costo de sostenimiento con puntal con jackpot reforzado con woodpack y jackpack se tomó en consideración el rendimiento, así también los precio unitarios de la mano de obra, materiales herramientas e implementos de seguridad.

Tabla 38. Análisis de precio unitario de instalación de puntal con jackpot

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS									
INSTALACION DE PUNTAL CON JACKPOT DE 8" DE DIÁMETRO									
PARTIDA:	INSTALACION DE PUNTAL CON JACKPOT DE 8" DE DIÁMETRO					FECHA:	sep-23		
Rendimiento :	27.5	puntales							
Longitud de Puntal :	10.00	pies				Hr/Guardia	8		
ITEM	DESCRIPCION	INCID.	UNL	CANTID.	PRECIO	P.PARC.	SUBTOT.	TOTAL	
					UNITARIO	\$	\$	US\$/UND	
1.-	MANO DE OBRA								
	Enmaderador	1.000	h-h	8.00	3.80 \$/hr	30.43	1.11		
	Ayudante enmaderador	1.000	h-h	16.00	3.53 \$/hr	56.52	2.06		
	Capataz	0.100	h-h	0.80	4.89 \$/hr	3.91	0.14		
	Supervisor de Operaciones	0.100	h-h	0.80	6.34 \$/hr	5.07	0.18		
	Bodeguero	0.100	h-h	0.80	2.72 \$/hr	2.18	0.08	3.57	
		2.300		26.40					
2.-	IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD								
	CASCO TIPO SOMBRERO INCLUIDO LAMPARA		und	0.011	11.10 \$		0.12		
	RESPIRADOR		und	0.033	16.51 \$		0.55		
	LENTES DE SEGURIDAD		und	0.067	3.30 \$		0.22		
	BARBIQUEJO		und	0.150	0.60 \$		0.09		
	GUANTES DE CUERO		und	0.333	3.43 \$		1.14		
	GUANTES DE NEOPRENO NYLON		und	0.056	7.98 \$		0.44		
	MAMELUCO CON CINTA REFLECTIVA		und	0.033	14.50 \$		0.48		
	BOTA DE JEBE PUNTA DE ACERO		und	0.033	29.25 \$		0.98		
	TAPON DE OIDOS		und	0.250	0.53 \$		0.13		
	CORREA PORTALAMPARA		und	0.017	7.85 \$		0.13		
	LAMPARA MINERA		und	0.011	72.00 \$		0.80		
	PROTECTOR AURICULAR TIPO COPA		und	0.003	7.89 \$		0.02		
	CARTUCHO 3M-ANTIGAS		und	0.080	8.13 \$		0.65		
	CARTUCHO 3M-POLVO		und	0.133	5.59 \$		0.75	6.51	
3.-	HERRAMIENTAS								
	PALA MINERA		und	0.017	7.40 \$		0.12		
	PICO MINERA		und	0.011	14.69 \$		0.16		
	COMBA MINERA		und	0.006	12.93 \$		0.07		
	MANGUEA DE JEBE Y LONA 1/2"		und	0.286	58.50 \$		16.71		
	CORVINA		und	0.006	98.15 \$		0.56		
	AZUELA		und	0.006	6.89 \$		0.04		
	PUNTA O CINCEL		und	0.003	5.32 \$		0.01		
	BOMBA HIDRAULICA		und	0.006	1800.00 \$		10.29		
	BARRETILLA DE 6"		und	0.027	21.81 \$		0.58		
	FLEXOMETRO DE 5 m		und	0.006	4.22 \$		0.03	28.58	
4.-	MATERIALES								
	REDONDOS DE 7"- 8"		und	1.00	13.42 \$		13.42		
	JACKPOT DE 220 mm		und	1.00	13.52 \$		13.52	26.94	
	TOTAL COSTOS DIRECTOS							72.11	
	TOTAL COSTO POR UNIDAD EN DOLARES (US\$/UND)							72.11	

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 39. Análisis de precio unitario de instalación de Wood pack con jackpack

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS									
INSTALACION DE WOOPACK CON JACKPACK ALTURA DE 2 M									
PARTIDA:		INSTALACION DE WOOPACK CON JACKPACK					FECHA:		sep-23
Rendimiento:		2.9	puntales						
Altura:		2.00	m				Hr/Guardia		8
ITEM	DESCRIPCION	INCID.	UNL	CANTID.	PRECIO		P.PARC.	SUBTOT.	TOTAL
					UNITARIO		\$	\$	US\$/UND
1.-	MANO DE OBRA								
	Enmaderador	1.000	h-h	8.00	3.80 \$/hr		30.43	10.49	
	Ayudante enmaderador	1.000	h-h	16.00	3.53 \$/hr		56.52	19.49	
	Capataz	0.100	h-h	0.80	4.89 \$/hr		3.91	1.35	
	Supervisor de Operaciones	0.100	h-h	0.80	6.34 \$/hr		5.07	1.75	
	Bodeguero	0.100	h-h	0.80	2.72 \$/hr		2.18	0.75	33.83
		2.300		26.40					
2.-	IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD								
	CASCO TIPO SOMBRERO INCLUIDO LAMPARA		und	0.011	11.10 \$			0.12	
	RESPIRADOR		und	0.033	16.51 \$			0.55	
	LENTES DE SEGURIDAD		und	0.067	3.30 \$			0.22	
	BARBIQUEJO		und	0.150	0.60 \$			0.09	
	GUANTES DE CUERO		und	0.333	3.43 \$			1.14	
	GUANTES DE NEOPRENO NYCRON		und	0.056	7.98 \$			0.44	
	MAMELUCO CON CINTA REFLECTIVA		und	0.033	14.50 \$			0.48	
	BOTA DE JEBE PUNTA DE ACERO		und	0.033	29.25 \$			0.98	
	TAPON DE OIDOS		und	0.250	0.53 \$			0.13	
	CORREA PORTALAMPARA		und	0.017	7.85 \$			0.13	
	LAMPARA MINERA		und	0.011	72.00 \$			0.80	
	PROTECTOR AURICULAR TIPO COPA		und	0.003	7.89 \$			0.02	
	CARTUCHO 3M-ANTIGAS		und	0.080	8.13 \$			0.65	
	CARTUCHO 3M-POLVO		und	0.133	5.59 \$			0.75	6.51
									6.51
3.-	HERRAMIENTAS								
	PALA MINERA		und	0.017	7.40 \$			0.12	
	PICO MINERA		und	0.011	14.69 \$			0.16	
	COMBA MINERA		und	0.006	12.93 \$			0.07	
	MANGUEA DE JEBE Y LONA 1/2"		und	0.286	58.50 \$			16.71	
	CORVINA		und	0.006	98.15 \$			0.56	
	AZUELA		und	0.006	6.89 \$			0.04	
	PUNTA O CINCEL		und	0.003	5.32 \$			0.01	
	BOMBA HIDRAULICA		und	0.006	1800.00 \$			10.29	
	BARRETILLA DE 6"		und	0.027	21.81 \$			0.58	
	FLEXOMETRO DE 5 m		und	0.006	4.22 \$			0.03	28.58
4.-	MATERIALES								
	CUARTONES DE 6" X 7" X 3.3'		und	48.00	5.01 \$			240.48	
	JACKPACK 1000 X 1000 X 1.0 MM		und	1.00	81.48 \$			81.48	
	CLAVO 5"		kg	0.70	1.55 \$			1.09	323.05
	TOTAL COSTOS DIRECTOS								398.48
7.-	GASTOS INDIRECTOS								
	Gastos Generales y Administrativos		%	18	398.48 \$		72.21	72.21	
	Utilidad		%	10	398.48 \$		39.85	39.85	112.05
	TOTAL COSTO POR UNIDAD EN DOLARES (US\$/UND)								398.48

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 40. *Costos de sostenimiento con Puntal con Jackpot Reforzado Con Woodpack y jackpack.*

DESCRIPCION	UND	VALOR
NUMERO DE PUNTALES JACKPOT	UND	6
PRECIO UNITARIO DE INSTALACION DE PUNTAL JACK POT	\$	72.11
COSTO DE INSTACION POR DISPARO	\$	432.66
NUMERO DE WOODPACK	UND	1.00
PRECIO UNITARIO DE INSTALACION DE WOODPACK	\$	398.48
COSTO DE INSTACION POR DISPARO	\$	398.48
COSTO TOTAL DE SOSTENIMIENTO POR DISPARO	\$	831.14

Fuente: Elaboración Propia

5.4.2.2.Costos de sostenimiento cuadro de madera reforzado con cribbing

Para el costo de sostenimiento con cuadro de madera reforzado con cribbing se tomó en consideración el rendimiento, así también los precio unitarios de la mano de obra, materiales herramientas e implementos de seguridad.

Tabla 41. Análisis de precio unitario de instalación de Cuadro de madera

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS									
INSTALACION DE CUADRO DE SOSTENIMIENTO									
PARTIDA:		INSTALACION DE CUADRO DE MADERA					FECHA:	sep-23	
Rendimiento :		14.4	puntales						
Altura:		2.00	m				Hr/Guardia	8	
ITEM	DESCRIPCION	INCID.	UNL	CANTID.	PRECIO		P.PARC.	SUBTOT.	TOTAL
					UNITARIO		\$	\$	USS/UND
1.-	MANO DE OBRA								
	Enmaderador	1.000	h-h	8.00	3.80 \$/hr		30.43	2.12	
	Ayudante enmaderador	1.000	h-h	16.00	3.53 \$/hr		56.52	3.93	
	Capataz	0.100	h-h	0.80	4.89 \$/hr		3.91	0.27	
	Supervisor de Operaciones	0.100	h-h	0.80	6.34 \$/hr		5.07	0.35	
	Bodeguero	0.100	h-h	0.80	2.72 \$/hr		2.18	0.15	6.83
		2.300		26.40					
2.-	IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD								
	CASCO TIPO SOMBRERO INCLUIDO LAMPARA		und	0.011	11.10 \$			0.12	
	RESPIRADOR		und	0.033	16.51 \$			0.55	
	LENTES DE SEGURIDAD		und	0.067	3.30 \$			0.22	
	BARBIQUEJO		und	0.150	0.60 \$			0.09	
	GUANTES DE CUERO		und	0.333	3.43 \$			1.14	
	GUANTES DE NEOPRENO NYCRON		und	0.056	7.98 \$			0.44	
	MAMELUCO CON CINTA REFLECTIVA		und	0.033	14.50 \$			0.48	
	BOTA DE JEBE PUNTA DE ACERO		und	0.033	29.25 \$			0.98	
	TAPON DE OIDOS		und	0.250	0.53 \$			0.13	
	CORREA PORTALAMPARA		und	0.017	7.85 \$			0.13	
	LAMPARA MINERA		und	0.011	72.00 \$			0.80	
	PROTECTOR AURICULAR TIPO COPA		und	0.003	7.89 \$			0.02	
	CARTUCHO 3M-ANTIGAS		und	0.080	8.13 \$			0.65	
	CARTUCHO 3M-POLVO		und	0.133	5.59 \$			0.75	6.51
									6.51
3.-	HERRAMIENTAS								
	PALA MINERA		und	0.017	7.40 \$			0.12	
	PICO MINERA		und	0.011	14.69 \$			0.16	
	COMBA MINERA		und	0.006	12.93 \$			0.07	
	CORVINA		und	0.006	98.15 \$			0.56	
	AZUELA		und	0.006	6.89 \$			0.04	
	PUNTA O CINCEL		und	0.003	5.32 \$			0.01	
	BARRETILLA DE 6"		und	0.027	21.81 \$			0.58	
	FLEXOMETRO DE 5 m		und	0.006	4.22 \$			0.03	1.58
4.-	MATERIALES								
	MADERA REDONDA EUCALIPTO 7" A 8" X 3.0 MTR		und	3.00	13.42 \$			40.26	
	MADERA REDONDA EUCALIPTO 6" x 3.0 MTR		und	5.00	10.06 \$			50.30	
	CLAVO 5""		kg	0.50	1.55 \$			0.78	91.34
	TOTAL COSTOS DIRECTOS								112.77
	TOTAL COSTO POR UNIDAD EN DOLARES (US\$/UND)								112.77

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 42. Análisis de precio unitario de instalación de Cuadro de madera

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS									
INSTALACION DE WOOPACK(CRIBBING)DE 2 M									
PARTIDA:	INSTALACION DE WOOPACK(CRIBBING)						FECHA:	sep-23	
Rendimiento :	2.57	puntales							
Altura:	2.00	m					Hr/Guardia	8	
ITEM	DESCRIPCION	INCID.	UNL	CANTID.	PRECIO		P.PARC.	SUBTOT.	TOTAL
					UNITARIO		\$	\$	US\$/UND
1.-	MANO DE OBRA								
	Enmaderador	1.000	h-h	8.00	3.80 \$/hr		30.43	11.85	
	Ayudante enmaderador	1.000	h-h	16.00	3.53 \$/hr		56.52	22.01	
	Capataz	0.100	h-h	0.80	4.89 \$/hr		3.91	1.52	
	Supervisor de Operaciones	0.100	h-h	0.80	6.34 \$/hr		5.07	1.97	
	Bodeguero	0.100	h-h	0.80	2.72 \$/hr		2.18	0.85	38.20
		2.300		26.40					
2.-	IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD								
	CASCO TIPO SOMBRERO INCLUIDO LAMPARA		und	0.011	11.10 \$			0.12	
	RESPIRADOR		und	0.033	16.51 \$			0.55	
	LENTES DE SEGURIDAD		und	0.067	3.30 \$			0.22	
	BARBIQUEJO		und	0.150	0.60 \$			0.09	
	GUANTES DE CUERO		und	0.333	3.43 \$			1.14	
	GUANTES DE NEOPRENO NYLON		und	0.056	7.98 \$			0.44	
	MAMELUCO CON CINTA REFLECTIVA		und	0.033	14.50 \$			0.48	
	BOTA DE JEBE PUNTA DE ACERO		und	0.033	29.25 \$			0.98	
	TAPON DE OIDOS		und	0.250	0.53 \$			0.13	
	CORREA PORTALAMPARA		und	0.017	7.85 \$			0.13	
	LAMPARA MINERA		und	0.011	72.00 \$			0.80	
	PROTECTOR AURICULAR TIPO COPA		und	0.003	7.89 \$			0.02	
	CARTUCHO 3M-ANTIGAS		und	0.080	8.13 \$			0.65	
	CARTUCHO 3M-POLVO		und	0.133	5.59 \$			0.75	6.51
									6.51
3.-	HERRAMIENTAS								
	PALA MINERA		und	0.017	7.40 \$			0.12	
	PICO MINERA		und	0.011	14.69 \$			0.16	
	COMBA MINERA		und	0.006	12.93 \$			0.07	
	CORVINA		und	0.006	98.15 \$			0.56	
	AZUELA		und	0.006	6.89 \$			0.04	
	PUNTA O CINCEL		und	0.003	5.32 \$			0.01	
	BARRETILLA DE 6"		und	0.027	21.81 \$			0.58	
	FLEXOMETRO DE 5 m		und	0.006	4.22 \$			0.03	1.58
4.-	MATERIALES								
	CUARTONES DE 6" X 7" X 3.3'		und	48.00	5.01 \$			240.48	
	CLAVO 5""		kg	1.50	1.55 \$			2.33	242.81
	TOTAL COSTOS DIRECTOS								295.61
7.-	GASTOS INDIRECTOS								
	Gastos Generales y Administrativos		%	18	295.61 \$		53.57	53.57	
	Utilidad		%	10	295.61 \$		29.56	29.56	83.13
	TOTAL COSTO POR UNIDAD EN DOLARES (US\$/UND)								295.61

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 43. *Costos de sostenimiento cuadro de madera reforzado con cribbing*

DESCRIPCION	UND	VALOR
NUMERO DE CUADRO DE MADERA	UND	4
PRECIO DE INSTALACION DE CUADRO DE MADERA	\$	112.77
COSTO DE INTALACION POR DISPARO	\$	451.07
NUMERO DE CRIBBING	UND	1
PRECIO UNITARIO DE INSTALACION DE CRIBBING	\$	295.61
COSTO DE INTALACION POR DISPARO	\$	295.61
COSTO TOTAL DE SOSTENIMIENTO POR DISPARO	\$	746.68

Fuente: Elaboración

CAPÍTULO VI

ANÁLISIS Y RESULTADOS

6.1. ANALISIS TÉCNICO

El análisis técnico del sostenimiento de la explotación del tajeo 0160 de la Compañía Minera Poderosa se tiene según la evaluación geomecanica de la macizo rocos de los tramo I,II,III mediante el criterio de la clasificación de Bieniawski(RMR) y el índice de Calidad Q de Barton a través del mapeo geomecanico se tiene:

Tabla 44. Resumen de clasificación RMR y Q de Barton

Tramo	RQD	RMR	Q de Barton	Tipo de roca
Tramo I	66.00%	45	8.778	Regular III – B
Tramo II	75.00%	38	2.475	Mala IV – A
Tramo III	47.00%	40	3.102	Mala IV – A

Fuente: Elaboración propia

El tipo de sostenimiento empleando la cartilla geomecanica de la compañía minera Poderosa se tiene los resultados siguientes:

Tabla 45. Resumen del tipo de sostenimiento para cada tipo de roca

Tramo	RMR	SOSTENIMIENTO	ESPACIAMINETO		
			PUNTAL	WOODPACK	CRIBBING
Tramo I	45	PUNTAL C/ JACKPOT REFORZADO CON WOODPACK	1.3 MTRS	3 MTRS	-
Tramo II	38	CUADRO DE MADERA REFORZADO CON CRIBBING	1.3 MTRS	-	2 MTRS
Tramo III	40	CUADRO DE MADERA REFORZADO CON CRIBBING	1.3 MTRS	-	2 MTRS

Fuente: Elaboración propia

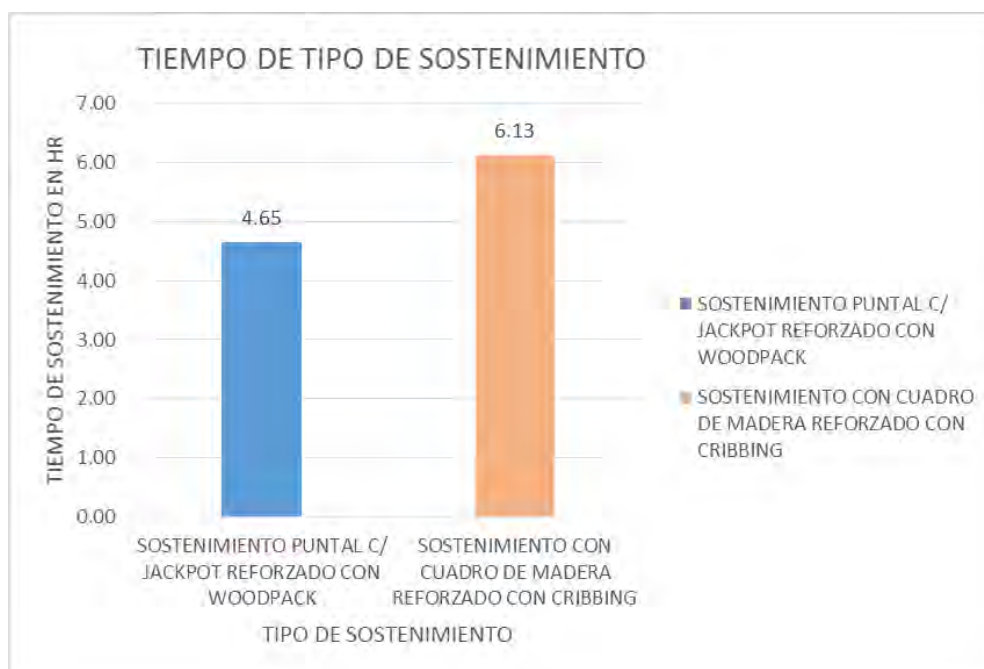
Se muestra la comparación de tiempos que se emplea al realizar cada tipo de sostenimiento (puntal con jackpot woodpack con jack pack y cuadro de madera reforzado con cribbing)

Tabla 46. Resumen comparativo de tiempos de sostenimiento tipo de roca

TIPO DE ROCA	SOSTENIMIENTO	TIEMPO(HR)
Regular III – B	SOSTENIMIENTO PUNTAL C/ JACKPOT REFORZADO CON WOODPACK	4.65
Mala IV – A	SOSTENIMIENTO CON CUADRO DE MADERA REFORZADO CON CRIBBING	6.13

Fuente: Elaboración Propia

Se esquematiza en un grafica la comparación de tiempos de cada tipo de sostenimiento, donde se puede observar que el sostenimiento de con puntal con jackpot reforzado con woodpack se emplea menor tiempo a consideración del sostenimiento con cuadro de madera reforzado con cribbing.

Figura 46. Gráfico comparativo de tiempos de los tipos de sostenimientos

Fuente: Elaboración Propia

se tiene que la eficiencia en la instalación de sostenimiento con puntal con jackpot reforzada con woodpack a comparación del sostenimiento con cuadro de madera reforzado con Cribbing es mayor ya que los tiempo empleado en la instalación de cada tipo de sostenimiento es de 4.65 hr y 6.13 hr respectivamente.

6.2. ANALISIS ECONIMICO

La importancia del análisis económico del sostenimiento en el presente trabajo de investigación es dar a conocer el análisis costos de cada tipo de sostenimiento elegido en la explotación del tajeo 0160.

El costo varía para cada tipo de roca que se presenta en función al análisis de costo como se tiene la **Tabla 47**.

Tabla 47. Costo de sostenimiento según tipo de roca

TIPO DE ROCA	SOSTENIMIENTO	COSTO(\$)
Regular III – B	SOSTENIMIENTO PUNTAL C/ JACKPOT REFORZADO CON WOODPACK	831.14
Mala IV – A	SOSTENIMIENTO CON CUADRO DE MADERA REFORZADO CON CRIBBING	746.68

Fuente: elaboración propia

Se tiene que la comparación de costo de sostenimiento con puntal con jackpot woodpack con jack pack y cuadro de madera reforzado con cribbing se diferencia por 84.46 \$ /disp por lo que el costo con sostenimiento para el tipo de roca mala IV A es menor a comparación de la tipo de roca III B.

Así mismo con la selección del tipo de sostenimiento adecuado se puede optimizar el costo de sostenimiento a empleando el análisis geomecanico del macizo rocoso, por ello es posible reducir el costo de mano de obra, materiales y herramientas.

CONCLUSIONES

- a. Con el estudio geomecanico del macizo rocoso en la explotación del tajeo 0160 de la veta san Vicente y empleando el criterio de clasificación geomecánica de Bieniawski de 1989 y Q de Barton se determinó la incidencia de la estudio geomecanico en la elección del tipo de sostenimiento adecuado según los tramos de explotación del tajeo 0160 veta san Vicente unidad minera santa maría de la compañía minera Poderosa.
- b. Por medio del clasificación del macizo rocoso se determinó el tipo de roca en los tramos de explotación del tajeo 0160 ,obteniendo 03 tipos de roca; tramo I tiene RMR de 45 y un Q de Barton de 8.778 por ende es un tipo de roca regular III-B , tramo II tiene RMR 38 y un Q de Barton 2.475 por ende es un tipo de roca Mala IV-A ,tramo III tiene RMR 40 y un Q de Barton 3.102 por ende es un tipo de roca Mala IV-A.
- c. De acuerdo a la tabla geomecanica para un buzamiento de veta menor 45 y labores temporales, se tiene tipo de roca regular III-B corresponde a un sostenimiento con puntal con jackpot espaciado 1.3 m reforzado con woodpack con jackpack espaciado 3m, así también para una roca Mala IV-A corresponde a un sostenimiento con cuadro de madera espaciado 1.3 m reforzado con cribbing espaciado 2m.
- d. La importancia de los tiempos y costos de sostenimiento influyen directamente en la explotación del tajeo 0160 ,por lo que se determinó los tiempos y costos de los sostenimientos elegidos de acuerdo al tipo de roca, así se tiene para el sostenimiento con puntal con jackpot reforzado con woodpack y jackpack un tiempo de 4.65 hr y costo de 831.14 \$/disp. ;así también se tiene con sostenimiento con cuadro de madera reforzado con cribbing un tiempo de 6.13 hr y costo 746.68 \$/disp

RECOMENDACIONES

- a. Realizar el estudio geomecanico del macizo rocoso según al avance de la explotación del tajeo 0160, así tener los datos actualizado y ver cómo es el comportamiento del macizo rocoso según el avance.
- b. Realizar el seguimiento continuo con la cartilla de geomecanica utilizada en el presente trabajo de investigación que está en base los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski de 1989.
- c. Emplear un diseño de malla de perforación y voladura controlado para no generar mayores corte y no inestabilidad la roca, así mismo tener en consideración el ancho de los puentes y pilares en el tajeo 0160.
- d. Capacitación permanente en el uso de la cartilla geomecanica al personal involucrado en la explotación del tajeo 0160 veta san Vicente, así mismo ante una presencia de falsa caja realizar un nuevo estudio geomecanico en el tajeo.

REFERENCIAS BIOBLOGRÁFICAS

- Correa Arroyave, Á., & Rueda Fonseca, J. E. (2022). Estudio de la abrasividad de las rocas y su incidencia en la perforación y consumo de brocas y cortadores. Caso colombiano. *BISTUA*, 52. Obtenido de <https://doi.org/10.24054/bistua.v20i1.1365>
- Díaz Velásquez, J. C., Vicente Llana, E. C., & Vilcapoma Egoavil, L. K. (2021). *Caracterización geomecánica de la masa rocosa mediante la cartilla de Bieniawski para la propuesta del sistema de fortificación*. Huancayo: Universidad Continental.
- Irwin Edinson, A. M., & Hans Evanof, B. C. (2019). *Análisis geomecánico para la estabilidad en las labores de desarrollo y producción de la mina Santa Clotilde 7-Chongoyape-Lambayeque*. Chiclayo: Universidad Cesar Vallejo.
- Lazaro Quicaña, J. J. (2020). *Diseño y evaluación de sostenimiento de labores de desarrollo para minería artesanal del sector de Ollachea – Puno Caso de estudio*. Arequipa: Universidad Tecnológica del Perú.
- Loarte Trujillo, O. J. (2018). *Geomecánica Para El Diseño Del Sostenimiento De Las Labores Mineras En La Corporación Minera Toma La Mano – Cormitoma S.A. – Año 2018*. Huaraz: Universidad Nacional “Santiago Antúnez De Mayolo”.
- Vega Quispe, R. A. (2021). *“Determinación Del Tipo De Sostenimiento Mediante Las Clasificaciones Geomecánicas G_{si}, R_{mr} Y Q De Barton En Las Labores De La Unidad Minera San Antonio – Compañía Minera Chaspaya S.A.C. 2021”*. Moquegua: Universidad Nacional De Moquegua.

- Aguirre Larriva, A. N. (2020). *“Caracterización del material rocoso mediante ensayos de mecánica de rocas, caso de estudio: Andesitas del Cojitambo”*. Ecuador: Universidad Del Azuay. Obtenido de <http://dspace.uazuay.edu.ec/handle/datos/11590>
- Bernaola Alonso, J., Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. (2013). *Perforación Y Voladura De Rocas En Minería*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.
- Blanco, R. (1981). *mecanica de rocas*. Santiago de Cuba: Oriental.
- Callupe Paredes, J. D. (2019). *Voladura controlada y amortiguada en la Compañía Minera Retamas S.A.* Cerro de Pasco: Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión.
- Champi Huamani, J., & Lopez Auqui , S. (2015). *Estudio Comparativo De Eficiencia De Uso De Puntales De Seguridad Simple Y Con El Uso Adecuado Del Jackpot En Los Tajeos De Explotacion Del Nivel 4430 De La Cía. Minera Caudalosa Chica S.A.A .* Huancavelica: Universidad Nacional De Huancavelica.
- Chuyes Benel , F. P. (2019). *Aplicación de la clasificación geomecánica del Q de Barton para la elección del sostenimiento en mina Santa Clotilde 7- Chongoyape*. CHICLAYO: Universidad Cesar Vallejo. Obtenido de <https://hdl.handle.net/20.500.12692/35213>
- Condori Condori, R. B. (2017). *Estudio Del Sistema De Acarreo De Interior Mina Para Optimizar Tiempos, Disminuir Costos E Incrementar La Producción En E.E. Nca Servicios Mina Morococha*. Arequipa: Universidad Nacional De San Agustín De Arequipa.
- Cook, J. (2016). Geomecanica. *Oilfield Review* 28, 51-53. Obtenido de <http://www.paginaspersonales.unam.mx/app/webroot/files/4676/Asignaturas/1458/Archivo2.3330.pdf>
- Cuadros Aquino , G. (2015). *Evaluacion Geomecanica Para El Cambio De Metodo De Open Stopping A Corte Y Relleno Ascendente Convencional En La Veta Atahualpa-Lola De La Mina Poderosa .* Ayacucho: Universidad Nacional De San Cristobal De Huamanga.

- De Linan, C. (1994). *Manual De Perforación Y Voladura De Rocas*. Madrid: Intituto Tecnologico Geominero De España. Obtenido de https://books.google.es/books?hl=es&lr=&id=TrwIMcDiuQUC&oi=fnd&pg=PA1&dq=Perforacion+&ots=q_qgGrmrwm&sig=A16TcyJzV1uoPksF1klF_LRv5_4#v=onepage&q=Perforacion&f=false
- EXSA. (2019). *Manual Practico de Voladura*. Lima.
- gavilanes j, H., & Andrade Jaro, B. (2004). *Introduccion a la ingenieria de tuneles*. Ecuador: Asociacion De Ingenieros De Minas Ecuador.
- Gonzalez de Vallejo, L. I. (2002). *Ingenieria Geologica*. Madrid: PEARSON EDUCACIÓN.
- Hoek, E., & Brown, E. (1985). *Excavacion Subterraneas En Rocas*. Mexico: McGraw-Hill.
- Navarro carrasco, S. (2010). *Geotecnia aplicada a la Construcción de Túneles*. España: Universidad Politécnica de Cartagena.
- Ochoa Peña , G. J. (2009). *ANÁLISIS Y CORRELACIÓN ENTRE EL PARÁMETRO RQD Y LA PERMEABILIDAD LUGEÓN*. Caracas: Universidad Central de Venezuela.
- Oriundo Yaranga, N. (2008). *El Índice De Resistencia Geológica (Gsi) Y Su Aplicación En La Explotación De La Mina Huarón*. Ayacucho: Universidad Nacional De San Cristóbal De Huamanga .
- Osinermin. (2017). *GUÍA DE CRITERIOS GEOMECÁNICOS PARA DISEÑO, CONSTRUCCIÓN, SUPERVISIÓN Y CIERRE DE LABORES SUBTERRÁNEAS*. Lima.
- Pacheco Sanmartin, J. J. (2022). *Propuesta de técnica de voladura controlada de Pre-corte para talud final, caso de estudio cantera Luzagui, Daule - Guayas*. Ecuador: Universidad Del Azuay.
- Quispe acuña, M., & Arizabal Navarrete, J. (2009). *Aplicacion de la Geomecanica al Sostenimiento del Tunel de Descarga de la central Hidroelectrica de Machupicchu*. Cusco: Universidad Nacional De San Antonio Abad del Cusco.

- Quispe Basurco , A. V., & Portal Calderon, M. A. (2021). *Estudio Del Sostenimiento Activo Y Pasivo En Labores De Avance Temporales Y Permanentes En Una Mina De Oro Subterránea En La Libertad*. Cajamarca: Universidad Privada del Norte.
- Ramirez Oyanguren, P., & Alejandro Monge, L. (2004). *Mecanica Rocas:Fundamento e Ingenieria de Taludes*. España.
- Reyes Ayala, G. W. (2022). *Accesorios de la perforación convencional y mecanizado, en la Empresa AESA - Compañía Minera Minsur S.A – Mina San Rafael*. Cerro de Pasco: Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión.
- Rodríguez Paihua, J. D. (2021). *Caracterización Del Macizo Rocos Para Proponer Un Diseño Sostenimiento En La Compañía Minera Marsa S.A 2021*. Ayacucho: Universidad Nacional De San Cristóbal De Huamanga.
- Salazar Sampertegui, J. J. (2020). *Análisis del corte cilíndrico sobre el corte quemado para aumentar la producción en la unidad de producción pallasca*. Chiclayo, Universidad Cesar Vallejo.
- Sanz Contreras, J. L., & Santamaria Arias, J. (1993). *Manual Para El Control Del Diseño De Voladurs En Obras De Carreteras*. Madrid: Ministerio de Obras Publicas y Transportes. Obtenido de <http://www.carreteros.org/normativa/estructuras/otras/pdfs/mvoladuras.pdf>

ANEXOS