

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**ANÁLISIS DE SOSTENIMIENTO EN LABORES TEMPORALES PARA LA
EXPLOTACIÓN DE TAJOS CON TALADROS LARGOS DE VETAS
ANGOSTAS EN LA UNIDAD MINERA SIERRA ANTAPITE -
HUANCAVELICA**

PRESENTADO POR

Br. KEVIN PORTILLA LEON

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

ASESOR

ING. MAXIMO VICTOR MAYTA LINO

CUSCO-PERÚ
2025



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

VICE RECTORADO DE INVESTIGACIÓN

INFORME DE ORIGINALIDAD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-303-2020-UNSAAC)

El que suscribe asesor del trabajo de investigación titulado: **“ANÁLISIS DE SOSTENIMIENTO EN LABORES TEMPORALES PARA LA EXPLOTACIÓN DE TAJOS CON TALADROS LARGOS DE VETAS ANGOSTAS EN LA UNIDAD MINERA SIERRA ANTAPITE - HUANCAVELICA”**

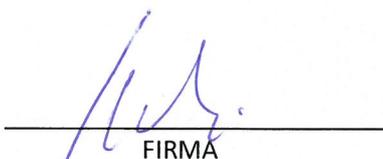
Presentado por **KEVIN PORTILLA LEON**, con DNI 73885203 y código universitario Nro. **150204** para optar al Título Profesional de: **INGENIERO DE MINAS**. Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 03 (tres) veces, mediante el software antiplagio Turnitin, conforme al Artículo 6° del presente reglamento y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de: **10 % (Diez por ciento)**.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación, tesis, textos, libros, revistas, artículos científicos, material de enseñanza y otros (Art. 7, inc. 2 y 3)

Porcentaje	Evaluación y acciones.	Marque con una X
Del 1 al 10 %	No se considera plagio.	X
Del 11 al 30%	Devolver al usuario para las correcciones.	-----
Mayores a 31 %	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, quien a su vez eleva el informe a la autoridad académica 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 la primera hoja del reporte del software antiplagio.

Cusco, 30 de mayo de 2025.



FIRMA

POST FIRMA: Ing. Máximo Víctor Mayta Lino
DNI Nro.: 23956885

ORCID ID: 0000-0002-9935-5754

Se adjunta:

1. Reporte Generado por el sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema Antiplagio:
<https://unsaac.turnitin.com/viewer/submissions/oid:27259:463402977>

KEVIN PORTILLA LEON

ANÁLISIS DE SOSTENIMIENTO EN LABORES TEMPORALES PARA LA EXPLOTACIÓN DE TAJOS CON TALADROS LARGOS ...

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:463402977

Fecha de entrega

30 may 2025, 2:27 p.m. GMT-5

Fecha de descarga

30 may 2025, 2:36 p.m. GMT-5

Nombre de archivo

ANÁLISIS DE SOSTENIMIENTO EN LABORES TEMPORALES PARA LA EXPLOTACIÓN DE TAJOS CON T....pdf

Tamaño de archivo

6.2 MB

183 Páginas

30.114 Palabras

158.554 Caracteres

10% Overall Similarity

The combined total of all matches, including overlapping sources, for each database.

Filtered from the Report

- ▶ Bibliography
- ▶ Quoted Text
- ▶ Cited Text
- ▶ Small Matches (less than 20 words)
- ▶ Submitted works

Exclusions

- ▶ 17 Excluded Sources

Top Sources

- 10%  Internet sources
- 2%  Publications
- 0%  Submitted works (Student Papers)

Integrity Flags

2 Integrity Flags for Review

-  **Replaced Characters**
35 suspect characters on 12 pages
Letters are swapped with similar characters from another alphabet.
-  **Hidden Text**
5 suspect characters on 5 pages
Text is altered to blend into the white background of the document.

Our system's algorithms look deeply at a document for any inconsistencies that would set it apart from a normal submission. If we notice something strange, we flag it for you to review.

A Flag is not necessarily an indicator of a problem. However, we'd recommend you focus your attention there for further review.

Dedicatoria

Este trabajo de investigación lo dedico para mi querida familia, a mis padres Teodoro y Luz marina, a mis hermanos Emmanuel y Ruth y en especial a mi compañera de vida Flor de Maria, que gracias a su gran apoyo pude ser capaz de realizar la presente tesis, su compañía en mi vida me ayudo a convertirme en un hombre de bien para el servicio de la sociedad.

Agradecimientos

Al padre celestial, creador del cielo y de la tierra que ha sido mi gran fortaleza durante mi vida y me dio la sabiduría en este bonito camino académico universitario. Su presencia en mi vida me dio fuerzas para superar los desafíos y alcanzar este logro.

A los docentes de la escuela profesional de Ingeniería de Minas, de la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco por darme el conocimiento necesario para afrontar el mundo laboral minero y así poder consolidar y adquirir el sueño de ser Ingeniero de Minas.

A mi asesor, Ing. Maximo Victor Mayta Lino, le agradezco por su apoyo, orientación y paciencia, su gran conocimiento dentro del rama de la mecánica de rocas y me ayudo a desarrollar de la mejor manera este trabajo de investigación.

Introducción

El presente trabajo de investigación desarrolla los análisis de estabilidad y factores de seguridad del trabajo de explotación de tajos en el nivel 3240 de la Unidad Minera Antapite; la investigación determinara que tipo de sostenimiento se aplicara en las labores temporales como son ventanas y tajos de extracción para la explotación de tajos utilizando el metodo de taladros largos en las vetas angostas de la unidad minera Sierra Antapite. En la investigación se desarrolló las características geomecánicas de las estaciones por celdas para analizar el tipo de sostenimiento a usar.

La estructura de investigación consta de cinco capítulos que se sintetizan a continuación:

El Capítulo I, desarrolla la descripción del problema de la investigación; donde se muestra la descripción del problema, formulación del problema, asimismo se muestra los objetivos de la investigación, la justificación e importancia de la investigación, la delimitación de la investigación, la hipótesis de la investigación, el diseño metodológico de la investigación, las variables y su operacionalización, la población y muestra y la matriz de consistencia.

El Capítulo II, abarca la metodología de investigación, donde se muestra el tipo, nivel y diseño de investigación, población y muestra y las técnicas e instrumentos de recolección de datos e información.

El Capítulo III, describe el marco teórico de la investigación, donde se consideraron los antecedentes del problema, las bases teóricas y el marco conceptual.

El Capítulo IV, contiene el análisis de sostenimiento para la explotación de tajos con taladros largos de vetas angostas de la unidad minera Sierra Antapite, de los que se

considera el desarrollo de la mina, diseño del sistema de sostenimiento en labores de desarrollo, dimensionamiento del tajo 6985, cálculo de resistencia del pilar, factor de seguridad, método de explotación, instalación de Split set, tiempo de autosostenimiento, consideraciones sobre clasificación geomecánica, control de desprendimiento de las cajas y cálculo de esfuerzos insitu.

El Capítulo V, finaliza con el análisis y discusión de resultados, complementando el trabajo de investigación con las conclusiones, recomendaciones, bibliografía y los anexos.

Resumen

Análisis de sostenimiento en labores temporales para la explotación de tajos con taladros largos de vetas angostas en la Unidad Minera Sierra Antapite Huancavelica. La investigación desarrollo el sostenimiento de los tajos de explotación del nivel 3240 considerando las características geomecánicas de las labores temporales como son las ventanas y tajos de extracción para así poder garantizar la estabilidad del macizo rocoso. El trabajo de investigación tiene como objetivo general determinar el sostenimiento en labores temporales para la explotación de tajos con taladros largos de vetas angostas en la unidad minera Antapite y la hipótesis obtenida es que el sostenimiento aplicado para las labores temporales para la extracción de tajos con taladros largos de vetas angostas en la unidad minera sierra Antapite – Huancavelica, será con pernos de anclaje set de manera puntual, la metodología de la investigación es del tipo aplicativo y cuantitativo del nivel correlacional, teniendo como diseño de investigación experimental con trabajo de campo y de laboratorio o gabinete. Finalmente como conclusión se determinó que el sostenimiento que se aplica para labores temporales para la extracción de Tajo 6985 donde los anchos de labor $\leq 3.0\text{m}$; se usara los pernos de anclaje Split Set de 5 pies en avance de la labor según la evaluación geomecánica que se tenga en las labores de extracción; asimismo se usaran pernos de anclaje Split set de 7 pies para anchos de labor $3 \leq \text{ancho de labor} \leq 6.0\text{m}$ en caso de tener cuñas importantes y cámaras de carguío en las labores de extracción con taladros largos para la extracción del Tajo 6985 en el nivel 3240.

Palabras clave: Labores temporales, tajo, sostenimiento, macizo rocoso, geomecánica.

Abstract

Analysis of support in temporary works for the exploitation of long holes with narrow veins at the Sierra Antapite Huancavelica Mining Unit. The research developed the support for the mining pits at level 3240, taking into account the geomechanical characteristics of temporary works, such as windows and extraction pits, in order to ensure the stability of the rock mass. The overall objective of the research is to determine the support in temporary works for the exploitation of long holes with narrow veins in the Antapite mining unit, and the hypothesis obtained is that the support applied for temporary works for the extraction of long holes with narrow veins in the Sierra Antapite - Huancavelica mining unit will be with anchor bolts placed at specific points. The research methodology is applied and quantitative at the correlational level, with an experimental research design that includes fieldwork and laboratory or office work. Finally, it was concluded that the support applied for temporary work for the extraction of pit 6985, where the working widths are ≤ 3.0 m, will use 5-foot Split Set anchor bolts before the work, in accordance with the geomechanical evaluation of the extraction work. Likewise, 7-foot Split Set anchor bolts will be used for working widths $3 \leq \text{working width} \leq 6.0$ m in the case of significant wedges and load chambers in the extraction work with long drills for the extraction of pit 6985 at level 3240.

Keywords: Temporary block, quarrying, support, rock mass, geomechanics.

INDICE

Dedicatoria.....	II
Agradecimientos.....	III
Introducción	IV
Resumen.....	VI
Abstract.....	VII
Indice de figuras.....	XIV
Índice de tablas.....	XVII
Índice de abreviaturas	XIX
CAPÍTULO I:.....	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1 Descripción del problema.....	1
1.2 Formulación del problema	3
1.2.1 Problema general	3
1.2.2 Problemas específicos.....	3
1.3 Objetivos de la investigación	3
1.3.1 Objetivo general	3
1.3.2 Objetivo específico.....	3

1.4	Justificación de la investigación.....	4
1.5	Limitaciones del estudio.....	4
1.6	Delimitación de la investigación.....	5
1.6.1	Delimitación temporal.....	5
1.6.2	Delimitación espacial.....	5
1.7	Hipotesis y variables.....	5
1.7.1	Hipotesis general.....	5
1.7.2	Hipotesis específicas.....	5
1.8	Variables y su operacionalización.....	6
1.8.1	Operacionalización de variables.....	6
CAPITULO II.....		7
MARCO TEORICO.....		7
2.1	Antecedentes de la investigación.....	7
2.1.1	Antecedentes internacionales.....	7
2.1.2	Antecedentes nacionales.....	8
2.2	Bases teóricas.....	11
2.2.1	Modelo Geomecánico.....	11
2.2.2	Modelo constitutivo de un macizo rocoso.....	15
2.2.3	Mapeo geomecánico.....	16
2.2.4	Condición y acción del agua subterránea.....	16
2.2.5	Condiciones de estabilidad de las excavaciones subterráneas.....	16

2.2.6	Labores subterráneas temporales	31
2.2.7	Taladros largos	31
2.2.8	Métodos de explotación subterránea	33
2.2.9	Condiciones de estabilidad de las excavaciones.....	34
2.2.10	Fortificación minera	37
2.2.11	Sostenimiento	38
2.2.12	Clasificaciones geomecánicas	39
2.2.13	Modelo constitutivo de un macizo rocoso	43
2.2.14	Método de análisis y cálculo en dimensionamiento de pilares.....	43
2.2.15	Definición de términos	45
CAPITULO III.....		47
MÉTODOLOGIA DE LA INVESTIGACION		47
3.1	Tipo de investigación	47
3.2	Nivel de investigación.....	47
3.3	Diseño de investigación	48
3.4	Población y muestra	48
3.4.1	Población	48
3.4.2	Muestra	48
3.5	Técnicas e instrumentos de recolección de datos e información	48
3.5.1	Técnicas de recolección de datos.....	48
3.5.2	Instrumentos para la recolección de información.....	49
3.5.3	Análisis e interpretación de la información.....	49

CAPITULO IV	50
ANALISIS DE SOSTENIMIENTO PARA LA EXPLOTACION DE TAJOS CON TALADROS LARGOS DE VETAS ANGOSTAS DE LA UNIDAD MINERA SIERRA ANTAPITE.....	50
4.1 Desarrollo de la mina	50
4.1.1 Capacidad de producción.....	50
4.1.2 Métodos de explotación.....	51
4.2 Diseño del sistema de sostenimiento en labores de desarrollo.....	57
4.2.1 Determinación del peso de las cuñas	59
4.2.2 Pruebas de Pull Test	59
4.2.3 Factor de seguridad de los pernos Split Set en labores de preparación	60
4.2.4 Aplicación numerica de parametros geomecánicos de labores de desarrollo	61
4.2.5 Densidad de Split Set en labores de desarrollo.....	68
4.3 Dimensionamiento del tajo 6985 de explotación del nivel 3240	70
4.4 Cálculo de resistencia del pilar en el nivel 3240.....	72
4.5 Control de desprendimiento de las cajas del tajo 6985 en el nivel 3240	72
4.6 Factor de seguridad de pilares de sostenimiento.....	72
4.7 Metodo de explotación en la Unidad Minera Sierra Antapite.....	74
4.7.1 Diseño del metodo Sublevel Stopping del tajo 6985 en el nivel 3240.....	74
4.7.2 Diseño y descripción del metodo aplicado	76
4.7.3 Costo de explotación con taladros largos en vetas angostas	89

4.8	Instalación del Split set en labores de desarrollo, preparación y explotación.....	91
4.9	Tiempo de autososteminio del tajo 6985 en el nivel 3240.....	92
4.10	Consideraciones sobre la clasificación geomecánica.....	93
4.11	Aspectos litológicos.....	97
4.12	Consideraciones sobre el diseño geomecánico.....	98
4.12.1	Ensayos de campo.....	98
4.12.2	Datos de laboratorio.....	98
4.12.3	Dimensionamiento de pilares (by pass y ventanas).....	98
4.13	Control de desprendimiento de las cajas.....	100
4.13.1	Análisis del macizo rocoso.....	100
4.14	Análisis tenso deformacional.....	103
4.15	Sostenimiento con pernos split set.....	105
4.15.1	Pernos de anclaje para labores de desarrollo.....	105
4.15.2	Perforación.....	106
4.15.3	Instalación del perno Split set en labores de desarrollo.....	108
4.16	Cálculo de esfuerzos in situ.....	109
CAPITULO V.....		111
ANALISIS Y DISCUSION DE RESULTADOS.....		111
5.1	Análisis de las características del macizo rocoso en las estaciones geomecánicas.....	111
5.1.1	Análisis del macizo rocoso en la estación geomecánica 1.....	113
5.1.2	Análisis del macizo rocoso en la estación geomecánica 2.....	115

5.1.3	Análisis del macizo rocoso en la estación geomecánica 3	117
5.1.4	Análisis del macizo rocoso en la estación geomecánica 4	119
5.2	Análisis del comportamiento estructural de relleno detritico para la explotación del tajo 6985 en el nivel 3240	122
5.3	Análisis de estabilidad del minado subterráneo y operatividad del relleno detritico...	123
5.4	Discusión de resultados	126
Conclusiones		129
Recomendaciones		131
Referencias bibliográficas		132
Anexos		135

Indice de figuras

Figura 1: Grafica de Grimstad y Barton	20
Figura 2: características geomecánicas de la veta	21
Figura 3: Variación de la tensión vertical con la profundidad	25
Figura 4: Grafico de estabilidad	28
Figura 5: Tiempo de autosoporte.....	29
Figura 6: Corte y relleno ascendente convencional (F.S).....	30
Figura 7: F.S. Sublevel stoping con taladros largos	31
Figura 8: Taladros largos en el tajo de la U.M. Sierra Antapite.....	32
Figura 9: Diseño de sostenimiento en labores mineras subterráneas SPM	39
Figura 10: Dimensionamiento de pilares.....	44
Figura 11: Esfuerzos en pilares	44
Figura 12: Plano geomecánico de las labores de explotación U.M.Sierra Antapite	52
Figura 13: Vista isométrica de labores subterráneas tajo 6985	53
Figura 14: Diseño de malla de perforación	54
Figura 15: Sostenimiento en forma radial, generando bóveda respecto a la familia de discontinuidades.....	56
Figura 16: Diseño de sostenimiento en labores mineras subterráneas SPM	58
Figura 17: Prueba de calidad de instalación con Pull Test.....	59
Figura 18: Verificación de la operatividad del Pull Test.....	60
Figura 19: Parametros geomecánicos en la caja techo alejada del tajo 6985	63
Figura 20: Parametros geomecánicos en la caja techo inmediata del tajo 6985.....	64
Figura 21: Parametros geomecánicos en el mineral del tajo 6985	65

Figura 22: Parametros geomecánicos de la caja piso inmediata del tajo 6985.....	66
Figura 23: Parametros geomecánicos de la caja piso alejada del tajo 6985	67
Figura 24: Densidad de Split Set de malla de sostenimiento 1.80m x 1.80m	68
Figura 25: Densidad de Split Set de malla de sostenimiento 1.50m x 1.50m	69
Figura 26: Densidad de Split Set de malla de sostenimiento 1.80m x 1.80m	70
Figura 27: Tiempo de autosostenimiento	92
Figura 28 Cartilla geomecánica en la Unidad minera Antapite.....	96
Figura 29: Esfuerzos de pilares	99
Figura 30: Contorno de polos medios.....	102
Figura 31: Planos medios de las principales familias de juntas	103
Figura 32: Orientación de esfuerzos y factor de seguridad 1.58 en el entorno de la excavación de ventanas de extracción para la explotación del Tajo 6985	104
Figura 33: Instalación de sostenimiento en la ventana extracción para la explotación del Tajo 6985.....	104
Figura 34: Perno de fricción Split Set	107
Figura 35: Planchuelas.....	108
Figura 36: Macizo rocosos que se pueden instalar los pernos.....	109
Figura 37: Estaciones geomecánicas de labores temporales (ventanas de extracción)	112
Figura 38: Diagrama estereográfico de contornos estación geomecánica 1	113
Figura 39: Diagrama estereográfico de contornos estación geomecánica 2.....	115
Figura 40: Diagrama estereográfico de contornos de estación geomecánica 3.....	117
Figura 41: Diagrama estereográfico de contornos de estación geomecánica 4.....	120
Figura 42: Isovalores de factores de seguridad del Tajo 6985	124

Figura 43: Relleno de Tajo 6985 de explotación con material de relleno detrítico.....	125
Figura 44: Ubicación de la U.M. Antapite	137
Figura 45: Columna estratigráfica – Antapite.....	146

Índice de tablas

Tabla 1: Matriz de operacionalización de variables	6
Tabla 2: Parámetros de la masa rocosa involucrada con el minado subterráneo.....	13
Tabla 3: clasificación geomecánica de Antapite.....	15
Tabla 4: Dimensiones de diseño	18
Tabla 5: Clasificación de Bienawski (1989).....	23
Tabla 6: Clasificación de la calidad de roca según RQD	41
Tabla 7: Clasificación RMR de techo y cajas según el tipo de roca.....	57
Tabla 8: Parámetros geomecánicos de las labores subterráneas.....	62
Tabla 9: Esfuerzos verticales y horizontales.....	71
Tabla 10: Resultados de evaluación para el método de minado	74
Tabla 11: Elección del método de explotación en la mina Antapite	75
Tabla 12: Costos de perforación en el tajo 6985	77
Tabla 13: Consumo de ANFO por disparo	78
Tabla 14: Consumo de emulsión por disparo	79
Tabla 15: Datos técnicos de extracción de mineral	83
Tabla 16: Costos de extracción con equipo Scoop LH 203.....	84
Tabla 17: Costos de instalación de pernos Split Set de 5'	86
Tabla 18: Costos de instalación de pernos Split Set de 7'	87
Tabla 19: Costo de tajeo mecanizado con taladros largos.....	89
Tabla 20: Clasificaciones geomecánicas de Bienawski 1989.....	94
Tabla 21: Criterio para la clasificación geomecánica.....	95
Tabla 22: Clasificación geomecánica U.M. Antapite	97

Tabla 23: Propiedades de los pernos de anclaje	105
Tabla 24: Especificaciones técnicas de pernos Split set	107
Tabla 25: Dimensiones de la planchuela	107
Tabla 26: Esfuerzos verticales y horizontales.....	110
Tabla 27: Características geomecánicas de la estación geomecánica 1.....	114
Tabla 28: Características geomecánicas de la estación geomecánica 2.....	116
Tabla 29: Características geomecánicas de la estación geomecánica 3.....	118
Tabla 30: Características geomecánicas de la estación geomecánica 4.....	120
Tabla 31: Resumen de resultados de ensayos de laboratorio de material estéril (Relleno del Tajo 6985)	122
Tabla 32: Propiedades elásticas suelo de tipo GP-GC.....	123
Tabla 33: Parámetros mecánicos para la estabilidad	123
Tabla 34: Accesos a la U.M. Antapite	136
Tabla 35: Distribución de reservas de la U.M. Antapite	138
Tabla 36: Distribución de recursos minerales por nivel	139
Tabla 37: Resumen de inventario de recursos minerales.....	148

Índice de abreviaturas

RMR	Rock Mass Rating (Resistencia de la roca matriz)
RQD	Rock Quality Designation (Designación de la calidad de la roca)
TPD	Toneladas métricas por día
TM/Hr	Toneladas métricas por hora
\$/t	Dólares por tonelada
F.S.	Factor de seguridad
Kg/Ton	Kilogramos por tonelada
Kg/Tal	Kilogramos por taladro
SRF	Stress Reduction Factor (Factor del estado tensional del macizo rocoso)

CAPÍTULO I:

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción del problema

En la Unidad Minera Sierra Antapite, se utilizan dos métodos de explotación del yacimiento aurífero, el método de corte y relleno ascendente y el método sublevel stoping con taladros largos. Estos métodos están diseñados para cumplir con las metas de producción siguiendo las directrices del área de planeamiento. La eficacia en la operación minera no solo asegura la implementación eficiente de estos métodos, sino que también es importante para el éxito del ciclo de minado.

El método de explotación de sublevel stoping con taladros largos actualmente presenta mucho desprendimiento y relajamiento del macizo rocoso causando la inestabilidad de las aberturas producidas por el vacío causado por la extracción de mineral, este hecho es por la falta de previsión del tiempo mínimo que puede estar estable para continuar con el relleno detrítico.

Por las razones indicadas en líneas arriba en el presente trabajo de investigación se propone realizar el análisis de sostenimiento en labores temporales para la explotación de

tajos con taladros largos de vetas angostas en la Unidad Minera Sierra Antapite – Huancavelica a través del estudio geomecánico para determinar el tiempo de auto sostenimiento, y cumplir con el ciclo de minado.

En vista a los métodos planteados para la extracción del mineral se realizó en el Tajo 6985 con taladros largos lo que implica haber realizado aberturas mayores dependiendo del diseño para lo cual continuar con el ciclo de minado, esto afecta considerablemente a los costos de sostenimiento y al relleno que se utilizara para estabilizar estas labores del tajo, cabe mencionar que este método debe de garantizar la estabilidad del macizo rocoso y evitar relajamiento y perturbar toda la masa rocosa del tajo a explotar, estas aberturas son producto del minado teniendo labores con tiempo de exposición sin sostenimiento ni relleno oportuno hasta que culmine la extracción de la dimensión de solidos del Tajo 6985 según bancadas diseñadas para cada proyecto.

Las ventanas de extracción deben de ser reforzados con el sostenimiento mínimo adecuado por ser labores temporales y que eviten accidentes por desprendimiento de rocas hasta culminar y continuar con los ciclos de minado del Tajo 6985.

En cuanto al área de geomecánica de Sierra Antapite, se enfoca en tres aspectos principales: la eficacia, que implica cumplir con las actividades planificadas; la eficiencia, que busca alcanzar metas en menos tiempo y con recursos mínimos; y la calidad, que se refiere a la programación adecuada, la excelencia en la ejecución y el logro de objetivos con un enfoque en la seguridad. A medida que se avanza en la producción minera, el tipo de sostenimiento óptimo para las labores de preparación, desarrollo y explotación se vuelve crítico.

La importancia del estudio geomecánico está relacionada para dar la estabilidad de las cajas del Tajo posteriores al disparo y garantizar la estabilidad de las ventanas y accesos a la extracción del Tajo, a la reducción de la frecuencia de caída de rocas, esto con el fin de minimizar los posibles daños a los equipos y a las personas. Siendo la geomecánica un pilar fundamental para la mayor recuperación del mineral.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Problema general

- ¿Qué tipo de sostenimiento se aplicará en las labores temporales para la explotación de tajos con taladros largos de vetas angostas en la unidad minera sierra Antapite-Huancavelica?

1.2.2 Problemas específicos

- ¿Cuáles serán las características geomecánicas de los tajos con taladros largos de vetas angostas en la unidad minera sierra Antapite -Huancavelica?
- ¿Cuál será el sostenimiento en labores temporales para garantizar la estabilidad del macizo rocoso en la unidad minera sierra Antapite - Huancavelica?
- ¿Cuál será el comportamiento estructural del relleno detrítico para la explotación de tajos según los modelos geomecánicos aplicados en la unidad minera sierra Antapite – Huancavelica?

1.3 Objetivos de la investigación

1.3.1 Objetivo general

- Determinar el sostenimiento en labores temporales para la explotación de tajos con taladros largos de vetas angostas en la unidad minera sierra Antapite - Huancavelica.

1.3.2 Objetivo específico

- Identificar las características geomecánicas de los tajos con taladros largos de vetas angostas en la unidad minera Sierra Antapite – Huancavelica.

- Determinar el sostenimiento en labores temporales para garantizar la estabilidad del macizo rocoso en la unidad minera Sierra Antapite – Huancavelica.
- Determinar el comportamiento estructural del relleno detrítico para la explotación de tajos según los modelos geomecánicos aplicados en la unidad minera sierra Antapite – Huancavelica.

1.4 Justificación de la investigación

En la unidad minera Sierra Antapite existen deficiencias en el sostenimiento de tajos debido a la inestabilidad y relajamiento que existe en el macizo rocoso, ya que se tiene calidades de macizos rocosos según RMR de mala a regular, para mantener una eficiente producción se requiere realizar una adecuada estabilidad de labores mineras subterráneas.

La investigación es justificada por los alcances que se brindara en la estabilidad de labores subterráneas temporales garantizando seguridad a los trabajadores y a los equipos ya que estos desempeñan un papel fundamental en la búsqueda de eficiencia y calidad en los avances en los frentes mineros.

1.5 Limitaciones del estudio

Con respecto a las limitaciones el trabajo de investigación no ha tenido limitación alguna para el acceso de información, así como en la metodología empleada. Asimismo, el financiamiento de la investigación estuvo a cargo del investigador. La única limitación fue con la elección de la muestra porque dependió de la Unidad Minera Sierra Antapite de acuerdo a su disponibilidad.

1.6 Delimitación de la investigación

1.6.1 Delimitación temporal

El tiempo de la investigación fue desde el mes de enero a setiembre del 2024.

1.6.2 Delimitación espacial

El trabajo de investigación se realizó en la Unidad Minera Sierra Antapite en el Tajo 6985 de extracción ubicada en el nivel 3240 de la mina Antapite.

1.7 Hipotesis y variables

1.7.1 Hipotesis general

- Las labores temporales exigen un sostenimiento con pernos de anclaje en la extracción de tajos con taladros largos de vetas angostas en la Unidad Minera Sierra Antapite

1.7.2 Hipotesis específicas

- Las características geomecánicas están asociadas a los parametros geomecánicos de las clasificaciones del macizo rocoso en la Unidad Minera Sierra Antapite.
- El sostenimiento de labores temporales que garantiza la estabilidad del macizo rocoso corresponde a un sistema de sostenimiento activo en la Unidad Minera Sierra Antapite.
- El comportamiento estructural del relleno detritico mantiene estable los espacios vacíos dejados por la explotación de tajos en la Unidad Minera Sierra Antapite.

1.8 Variables y su operacionalización

1.8.1 Operacionalización de variables

Tabla 1: Matriz de operacionalización de variables

Variables	Factores	Indicadores
	Variables dependientes	
	Pernos de anclaje	Split set de
Sostenimiento de labores	Pilares de sostenimiento	Nro. de pilares/tajo
	costos de avance	Metros lineales
	costos de equipos	dólares/hora
	Variables independientes	
		metros cuadrados
Labores temporales para la explotación de tajos	Diseño de sección de labor	Estándares de sección
	Métodos de excavación	Metros lineales
		Perforación / voladura

Fuente: Elaboración propia

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1 Antecedentes de la investigación

2.1.1 Antecedentes internacionales

- **Gutierrez Gisel (2015)** “Caracterización geomecánica del macizo rocoso de rampa laboreo oeste de mina alto de la blenda para determinar la estabilidad y necesidad de sostenimiento de la labor.”, para optar al título de Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional de Catamarca Argentina,

La presente tesis tiene por objetivo caracterizar geomecánicamente el macizo rocoso en la rampa de acceso a Veta Laboreo Oeste, ubicada en el sector Alto de la Blenda del Yacimiento Minero Farallón Negro.

Concluyendo que el enfoque gráfico para determinar el tipo y la necesidad de sostenimiento basado en el índice RQD, considerando el ancho de la labor estudiada (4,5 m), indica que el tipo de sostenimiento a emplear sería un anclaje estándar cuando el RQD esté entre el 25% y el 64,3%. Para valores de RQD superiores al 64,3%, se considera que el sostenimiento requerido sería local o incluso sin refuerzo.

2.1.2 Antecedentes nacionales

- **Gutierrez Cajaleon (2022)** “Análisis geomecánico para la determinación del tipo de sostenimiento en la explotación mediante el método por taladros largos en el manto Anita, mina Islay”, para optar al título de Ingeniero Geólogo en la Universidad nacional Daniel Alcides Carrion, Facultad de ingeniería geológica – Cerro de Pasco.

La presente tesis tiene por objetivo conocer el tipo de sostenimiento adecuado a utilizar mediante la aplicación de la geomecánica durante la explotación por el método de taladros largos en las operaciones del manto Anita, Mina Islay.

Concluyendo que especialmente en rocas de calidad IVA, la realización del minado con taladros podría ocasionar problemas de inestabilidad local en las cajas, dado que las margas presentan baja resistencia y la profundidad de la explotación supera los 500 m. Por otro lado, en el caso de la calidad IIIB, las condiciones de estabilidad de las cajas son más controlables.

- **Sanchez Ponce (2018)** “Evaluación geomecánica para el dimensionamiento de tajos en el sistema de explotación de taladros largos en la Unidad Minera Untuca”, para optar al título profesional de Ingeniero de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano, facultad de Ingeniería de Minas – Puno.

La presente tesis tiene por objetivo realizar la evaluación geomecánica para el dimensionamiento de tajos en el sistema de explotación de taladros largos en la unidad minera Untuca Cori Puno S.A.C.

Concluyendo que la evaluación geomecánica contribuye al adecuado dimensionamiento de la excavación subterránea para ser ejecutado por tajos y pilares

corridos, utilizando los taladros largos; donde el sistema estructural presenta 3 sistemas principales, estratificación sub horizontal donde hace que nuestro dimensionamiento se realice en forma rectangular y no en forma de bóveda, el esfuerzo in situ vertical presenta 5.6 MPa a una profundidad máxima de 210 metros.

- **Cuenca Atencio (2024)** “Análisis geomecánico para determinar estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos, Pan American Silver Huarón S. A.” para optar al título profesional de Ingeniero de Minas de la Universidad Continental – Huancayo.

La presente tesis tiene por objetivo establecer de qué manera el análisis geomecánico influye para determinar la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos, Pan América Silver Huarón S.A. 2024.

Concluyendo que se realizó el análisis geomecánico mediante el método gráfico de estabilidad para determinar la condición de la labor, dando como resultado estable el macizo rocoso, la longitud máxima de minado es de 20 m para una altura de 15 m, respeto al descaje de las cajas piso y techo se estima en 0.7 m de potencia (según la teoría de ELOS), del mismo modo del análisis de los esfuerzos para determinar la estabilidad del tajeo, por método de explotación taladros largos cada 20 metros de abertura se debe de dejar un pilar escudo de 3 metros para evitar descajes, estos resultados influyen directamente en la estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos.

- **Lino Santos & Vergaray Principe (2021)** “Evaluación geomecánica del macizo rocoso para determinar el sostenimiento de un polvorín en el nivel magna de la Unidad Minera Ebenezer”

para optar al título profesional de Ingeniero de Minas de la Universidad Continental – Huancayo

La presente tesis tiene como objetivo determinar cómo influye la evaluación geomecánica del macizo rocoso en el sostenimiento de un polvorín en el nivel Magna de la unidad minera Ebenezer.

Concluyendo que por cada mapeo realizado en campo insitu se tiene una información estereográfica mediante el software Dips, para poder analizar el ingreso en la profundización del túnel en el cual se va desarrollar las cámaras del polvorín, la formación de planos menores hacia el sector SE, respecto del eje del túnel N 40°E. La misma corresponde al mapeo realizado a la progresiva 0.0 + 11.69, este se aprecia en el primer disparo retomando la excavación, en la progresiva de 0.0 + 30.00, aquí se observa tres familias bien definidas hacia el sector SE respecto del túnel y en la progresiva de 0.0 + 76 m, aquí se tiene una familia bien identificada en el sector E_W.

- **Limache Perez (2022)** “Evaluación de los parámetros mecánicos del relleno detrítico para optimizar la estabilidad de los tajeos en U.E.A. Americana” para optar al título profesional de Ingeniero de Minas de la Universidad Nacional del Centro del Perú – Huancayo.

La presente tesis tiene como objetivo evaluar como los parámetros mecánicos del relleno detrítico influyen en la optimización de la estabilidad de los tajeos en explotación de la U.E.A. Americana de Compañía Minera Alpayana S.A

Concluyendo que las rocas volcánicas (andesitas) y las rocas sedimentarias (arenisca calcárea y silicificada) de características mecánicas consideradas como buenas

también originan desmonte de diferentes granulometrías los cuales se pueden utilizar para rellenar los tajeos explotados.

2.2 Bases teóricas

2.2.1 Modelo Geomecanico

La evaluación geomecánica de la masa rocosa de la unidad minera Sierra Antapite busca determinar los parámetros relacionados con la minería para garantizar la estabilidad de los Tajos y sus excavaciones, compatibilizando seguridad y eficiencia operativa.

Primero, se revisó la información geológica y geomecánica disponible de explotaciones pasadas. Se caracterizó la masa rocosa de las vetas desde un punto de vista litológico y estructural, y se clasificó según geomecánica. También se estimaron las propiedades de resistencia de la roca y se evaluaron la presencia de agua subterránea y los esfuerzos insitu.

Luego, se evaluaron las condiciones de estabilidad de las excavaciones mineras, identificando los mecanismos de falla más probables. Finalmente, se propusieron estrategias apropiadas para la futura minería de estas vetas.

Las vetas Zorro Rojo, Pampeñita y Antapite ya fueron explotadas, recuperándose el mineral de alta ley, quedando mineral de menor ley en los extremos de las vetas. El método anterior fue el corte y relleno ascendente, utilizando el material de descaje para el relleno de los tajos. Actualmente, se busca explotar el mineral remanente y el relleno aurífero.

La evaluación concluye que la recuperación del mineral remanente puede llevarse a cabo mediante una explotación semi mecanizada y mecanizada, dimensionando los componentes estructurales necesarios para este proceso.

2.2.1.1 Caracterización del macizo rocoso

Para caracterizar la masa rocosa, se registraron datos principalmente a través del mapeo geomecánico en el campo, utilizando el "método de mapeo por Estación o Celdas". Este método consistió en realizar mediciones sistemáticas de las discontinuidades en nueve estaciones de medición (En), cada una abarcando un tramo variable de la excavación.

Los parámetros de observación y medición se registraron en formatos específicos, adecuados a las normas recomendadas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM). Los parámetros medidos incluyeron: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciamiento, persistencia, apertura, rugosidad, tipo y espesor del relleno, intemperización, presencia de agua, resistencia de la roca y frecuencia de fracturamiento.

2.2.1.2 Resistencia de la roca

2.2.1.2.1 Resistencia a la roca intacta

En lo que respecta a la resistencia de la roca intacta, uno de los parámetros más cruciales para entender su comportamiento mecánico es la resistencia compresiva uniaxial (σ_c). Los valores de σ_c se obtuvieron a través de los siguientes procedimientos:

- Ensayos in-situ con martillo de geólogo.
- Ensayos de laboratorio.

2.2.1.2.2 Resistencia de la masa rocosa

Además de los procedimientos mencionados, para estimar los parámetros de resistencia de la masa rocosa en las vetas Zorro Rojo, Pampeñita y Antapite, se aplicó el criterio de falla de Hoek & Brown (2002-2007) utilizando el programa ROCLAB de Rocscience Inc. (2013). Para ello, se seleccionaron los valores más representativos de la calidad de la masa rocosa para cada dominio estructural, junto con la resistencia compresiva uniaxial estimada y la constante "mi" de la roca intacta obtenida a partir de ensayos de laboratorio. La resistencia compresiva uniaxial fue determinada en cada estación de mapeo geotécnico.

Tabla 2: Parámetros de la masa rocosa involucrada con el minado subterráneo

Sector	GSI	σ_c (MPa)	γ (MN/m ³)	m_i	a_{mr}	s_{mr}	E_{mr}	ν
CT alejada	55	60	0.026	10.20	0.504	0.0067	10329	0.34
CT inmediata	50	38	0.026	10.20	0.506	0.0039	5510	0.34
Mineral	25	20	0.026	10	0.510	0.000133	285	0.30
CP inmediata	50	39	0.026	6.511	0.506	0.0039	3290	0.34
CP alejada	55	60	0.026	6.511	0.504	0.0067	10329	0.34

Fuente: plan de minado Antapite

Donde:

- GSI: Calidad de la masa rocosa GSI = RMR (para condiciones húmedas)
- σ_c : Resistencia compresiva uniaxial de la masa rocosa
- γ : Densidad de la roca intacta

- mi: Constante de la roca intacta
- mb: Constante de la masa rocosa
- smr: Constante de la masa rocosa
- Emr: Módulo de deformación de la masa rocosa
- v: Relación de Poisson de la masa rocosa

2.2.1.3 Clasificación del macizo rocoso

Para la clasificación geomecánica de la masa rocosa, se utilizó la información previamente recopilada, clasificando la masa rocosa de las diferentes celdas detalladas en el mapeo geotécnico según los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR: Valoración del macizo rocoso 1989).

Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta se obtuvieron según los procedimientos indicados más adelante. Los valores del índice de calidad de la roca (RQD) se determinaron mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Priest y Hudson (1986), donde el parámetro principal de entrada fue la frecuencia de fracturamiento por metro lineal.

Basándonos en los valores de RMR de Bieniawski (1989), la calidad de la masa rocosa se clasificó como: Buena (Clase II-B, RMR 61-70), Regular (Clase III-A; III-B, RMR 51-60; 41-50) y Pobre (Clase IV-A, RMR 31-40; Clase IV-B, RMR 21-30). Esta información se consideró de primera importancia para establecer la zonificación geomecánica de la zona evaluada.

Tabla 3: clasificación geomecánica de Antapite

<i>Rango/Calidad</i>	<i>Caja piso</i>	<i>Caja piso</i>	<i>Mineral</i>	<i>Caja techo</i>	<i>Caja techo</i>
<i>Veta Antapite</i>	<i>alejada</i>	<i>inmediata</i>		<i>inmediata</i>	<i>alejada</i>
<i>Rango RMR</i>	<i>55 a 70</i>	<i>41 a 55</i>	<i>31 a 40</i>	<i>25 a 35</i>	<i>55 a 70</i>
<i>Calidad</i>	<i>IIIA a IIA</i>	<i>IIIB a IIIA</i>	<i>IVA</i>	<i>IVB – IB A</i>	<i>IIIA a IIA</i>

Fuente: Plan de minado Antapite

2.2.2 Modelo constitutivo de un macizo rocoso

Cuando se quiere estudiar el comportamiento de un macizo rocoso para ver su respuesta ante la ejecución de un determinado tipo de excavación que origina un cambio en el cambio tensional existente en el mismo, es importante plantear un modelo constitutivo adecuado de forma que el macizo trabaje como medio continuo o discontinuo. A la hora de modelizarlos se puede considerar distintos tipos:

- Macizo rocoso masivo: Medio continuo con las propiedades de la roca sana.
- Macizo rocoso fracturado: Medio con las propiedades de la roca sana atravesada por juntas con propiedades conocidas, aunque su localización solo se conoce estadísticamente.
- Macizo rocoso muy fracturado: Únicamente se puede considerar como medio continuo con propiedades medias obtenidas a partir de las propiedades de la roca sana y de las propiedades de las discontinuas (a través de índices de calidad). Se toma un medio continuo equivalente de forma que los desplazamientos y tensiones del medio sin fracturas con las propiedades mecánicas deterioradas.

2.2.3 Mapeo geomecánico

Para la caracterización del macizo rocoso, se realizó el registro a partir de mapeos geomecánicos en campo, con la finalidad de caracterizar el macizo rocoso. El mapeo geomecánico fue desarrollado usando el método “Mapeo por celdas”, este método se usó con mediciones sistemáticas de las discontinuidades presentes en la estación de medición.

Para la presente investigación se adecuó a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas.

2.2.4 Condición y acción del agua subterránea

La presencia de agua en la masa rocosa de las excavaciones subterráneas impacta negativamente la estabilidad de estas. El principal efecto del agua es la presión que ejerce en las discontinuidades estructurales, disminuyendo la resistencia al corte y favoreciendo la inestabilidad de las labores subterráneas. En las vetas Zorro Rojo, Pampeñita y Antapite, se ha observado que las condiciones de agua subterránea varían: en las cajas alejadas (techo y piso) van de seco a húmedo; en la caja techo inmediata de húmedo a mojado; en la caja piso inmediata de seco a húmedo y en el mineral de seco a húmedo. Estas características de presencia de agua se han considerado en la valoración de la calidad de la masa rocosa, y se han integrado en todos los cálculos de diseño.

2.2.5 Condiciones de estabilidad de las excavaciones subterráneas

Las discontinuidades estructurales, como fallas, diaclasas, estratos y otras, representan planos de debilidad. Cuando estas discontinuidades se cruzan, pueden formar cuñas o bloques rocosos en el techo y/o paredes de la excavación, permitiendo que se

desprendan, roten o deslicen. Por lo tanto, la estabilidad de las excavaciones rocosas dependerá de la configuración y la interacción de estas discontinuidades.

La presencia de estas cuñas o bloques se denomina "estabilidad estructuralmente controlada". Para evaluar la influencia del arreglo estructural de la masa rocosa en las diversas labores de la mina Antapite, especialmente en trabajos de desarrollo como bypasses y ventanas, se realizó un análisis de estabilidad estructuralmente controlada utilizando el programa Unwedge (Rocscience, 2002). Este análisis es particularmente relevante cuando la calidad de la masa rocosa tiene un RMR de IIIB o superior. En rocas de calidad inferior, siempre es necesario utilizar sostenimiento, que cubre la necesidad debido a la influencia de la estructura en la estabilidad, especialmente en la estructura mineralizada y en las galerías.

Para este análisis, se consideraron diferentes direcciones de avance para los accesos a las vetas Zorro Rojo, Pampeñita y Antapite, ya que las excavaciones no tienen una alineación uniforme y siguen el rumbo sinusoidal de las vetas. Las direcciones principales analizadas son paralelas y perpendiculares al rumbo de la veta, con azimuts de 124° y 128° para el avance paralelo, y azimuts de 32° y 42° para el avance perpendicular. La sección de las excavaciones analizadas fue de 2.4×2.4 m y 2.7×2.7 m, dimensiones establecidas para este tipo de minería. Los análisis también son válidos para excavaciones de menor altura. Los resultados de estos análisis, presentaron junto con los datos de entrada y salida del programa, indican que cuando se avanza paralelo a la veta (azimuts 124° y 128°), se forman cuñas alargadas en el techo, que requieren pernos de 5 pies de longitud espaciados a 1.5 m para asegurar la estabilidad. En la dirección perpendicular a la veta, se forman

pequeñas cuñas que pueden controlarse con pernos ubicados esporádicamente; en casos de mayor fracturamiento, se recomienda el uso de malla electrosoldada.

2.2.5.1 Sostenimiento en labores subterráneas

Se llevó a cabo un análisis para determinar el tipo de sostenimiento necesario con el fin de contener bloques y material alterado en el macizo rocoso. Para definir los sistemas de sostenimiento, se utilizó la metodología empírica de Grimstad y Barton (2015), que relaciona la calidad del macizo rocoso expresada mediante el valor Q de Barton y/o el RMR de Bieniawski, junto con la luz de la excavación ajustada por un factor de seguridad según el tipo de excavación (ESR, Excavation Support Ratio).

En el plano geomecánico desarrollado para el proyecto, se establecieron los rangos de valores de RMRB. Para la estimación del sostenimiento, se considera un valor de 3 para el parámetro ESR en labores temporales y de 1.6 en labores permanentes. En el Cuadro se presentan las dimensiones de la luz máxima de diseño, así como la relación S/ESR.

Tabla 4: Dimensiones de diseño

Labor	Luz Máxima (m)	ESR	LUZ/ESR
Rampas, Cruceros, By Pass	2.7	1.6	1.7
Rampas, Cruceros, By Pass	2.7	3.0	0.9
Rampas, Cruceros, By Pass, Galerías, Ventanas, Cortadas	2.4	3.0	0.8

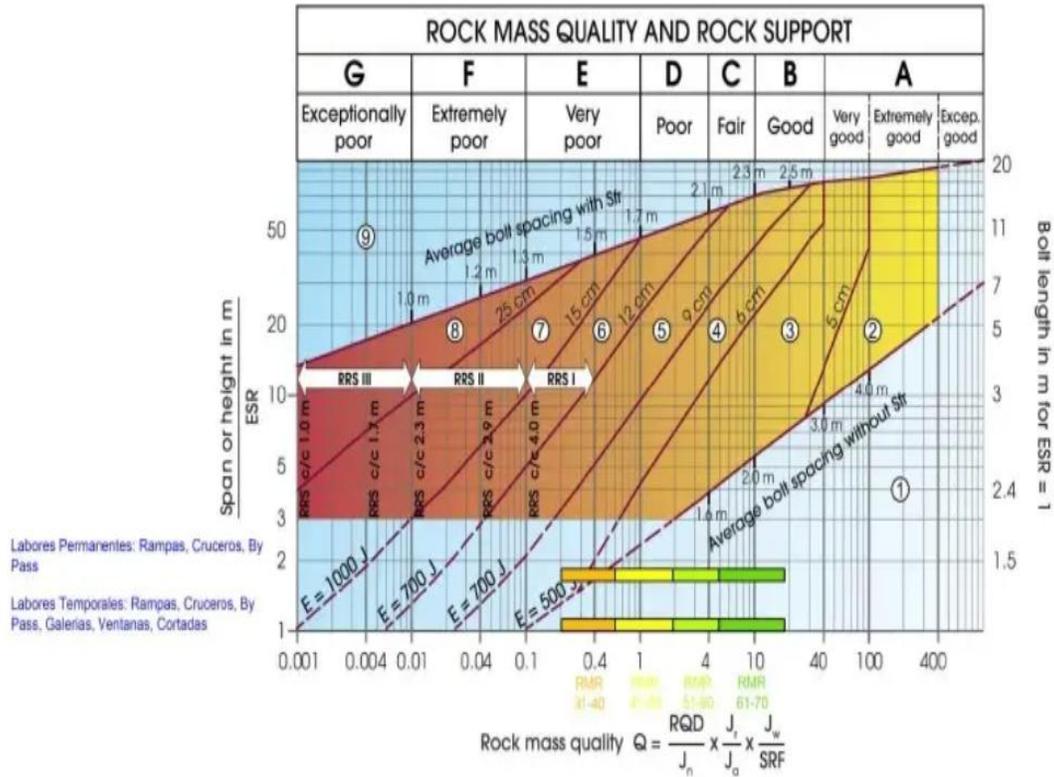
Fuente: Plan de minado Antapite.

Basándonos en el análisis anterior y para optimizar la disposición, se recomienda el siguiente tipo de sostenimiento.

- Para RMR 51-60: Sostenimiento con pernos espaciados a 1.5m x 1.5m en forma de rombo.
- Para RMR 41-50: Sostenimiento con pernos espaciados a 1.5m x 1.1m en forma de rombo, complementado con malla electrosoldada.
- Para RMR 31-40: Cuadros de madera espaciados a 1.2m con todos sus elementos de seguridad o aplicación de shotcrete de 2”, junto con pernos espaciados a 1.5m x 1.5m en forma de rombo.
- En zonas donde se presenten puntos de calidad de RMR 31-40 y RMR 31-50, se recomienda el sostenimiento con pernos espaciados a 1.5m x 1.1m en forma de rombo, complementado con malla electrosoldada.

Aunque los estándares proporcionan una buena referencia para el sostenimiento, deben considerarse solo como una guía, ya que el diseño del mismo debe adaptarse siempre a las condiciones específicas de la excavación local. Por tanto, es fundamental realizar un seguimiento y control geomecánico estricto mediante el mapeo y la proyección estructural a medida que se desarrollan las labores.

Figura 1: Grafica de Grimstad y Barton



Fuente: Plan de minado Antapite

2.2.5.2 Tipos de sostenimiento

Existen diversos tipos de sostenimiento para el sostenimiento de excavaciones, los mismos que pueden utilizarse de forma individual o en combinaciones entre ellas. Estos son sostenimientos activos y pasivos, de los cuales se clasifican así:

2.2.5.2.1 Sostenimiento activo

- Pernos con resina y/o cemento
- Split set
- Pernos de anclaje
- Pernos y mallas

- Sistemas combinados

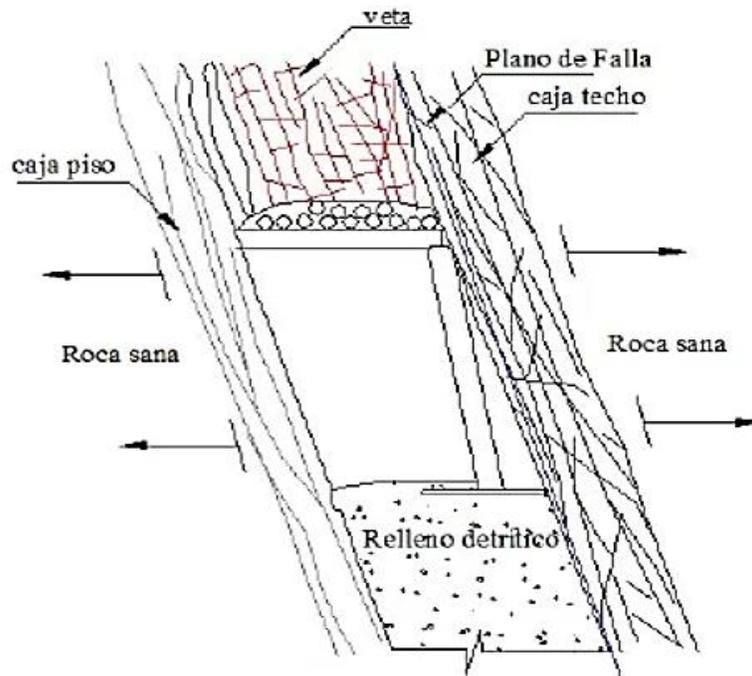
2.2.5.2.2 Sostenimiento pasivo

- La enmaderación
- Los marcos metálicos (rígidos, deslizantes o articulados)
- El hormigón armado

2.2.5.3 Sostenimiento de las excavaciones subterráneas

Se presentan las principales características geomecánicas, las cuales varían entre las diferentes vetas.

Figura 2: características geomecánicas de la veta



Fuente: Plan de minado Antapite

2.2.5.3.1 Factores que intervienen en la selección del tipo de sostenimiento

Bienawski (1989) para la aplicación la clasificación geomecánica definida por el índice RMR (Rock Mass Rating) hay que dividir el macizo rocoso en dominios estructurales, es decir en unidades en las cuales cada tipo de roca limitada por unidades estructurales (discontinuidades). Al considerar el RMR hay que hacer referencia así se utiliza la modificación del año 1976 (RMR 76) o la del año 1989 (RMR 89), ya que varían las ratios y el tiempo sin sostenimiento en función de la calidad del macizo rocoso. Esta clasificación se puede usar para obtener distintos parámetros como el tiempo de mantenimiento, el tramo sin sostenimiento y la presión del sostenimiento para una excavación subterránea. También se puede seleccionar el método de excavación y el sistema de sostenimiento permanente. La aplicación de este índice no tiene apenas limitaciones, excepto en rocas expansivas y fluyentes donde no es aconsejable. Las predicciones del RMR suelen ser acertadas en terrenos de calidad media, ya que se tiende a no utilizar valores extremos en los parámetros.

Tabla 5: Clasificación de Bienawski (1989)

	Resistencia de la matriz	Ensayo de carga puntual					Compresión simple (Mpa)			
			>10	10-4	4-2	2-1	25-5	5-1	<1	
2	rocosa (Mpa)	Compresión simple	>250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1	
		Puntuación	15	12	7	4	2	1	0	
		RQD	90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%			
		Puntuación	20	17	13	6	3			
		3	Separación entre diaclasas	>2m	0.6-2m	0.2-0.6m	0.06-0.2m	<0.06m		
			Puntuación	20	15	10	8	5		
		Estado de las discontinuidades	Longitud de discontinuidad	<1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m		
			Puntuación	6	4	2	1	0		
			Abertura	Nada	< 0.1mm	0.1 - 1.0mm	1 - 5mm	>5 mm		
			Puntuación	6	5	3	1	0		
Rugosidad	Muy rugosa		Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave				
Puntuación	6		5	3	1	0				
Relleno	Ninguno		Relleno duro (<5mm)	Relleno duro(>5mm)	Relleno blando(<5mm)	Relleno blando(>5mm)				
Puntuación	6		5	3	1	0				
4	Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta				

	Puntuación	6	5	3	1	0
	Caudal por 10m de túnel	Nulo	<10 litros/min	10 25 litros/min	25 -125 litros/min	>125 litros/min
5	Agua freática					
	Relación: Presión de agua/Tensión principal mayor	0	0.1	0.1 -0.2	0.2 - 0.5	>0.5
	Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo
	Puntuación	15	10	7	4	0
Correcciones por la orientación de las discontinuidades						
	Dirección y buzamiento	Muy favorables	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables
	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
Puntuación	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-2	-25	-50	-60

Fuente: Bienawski

2.2.5.3.2 Tensiones gravitacionales o litostaticas

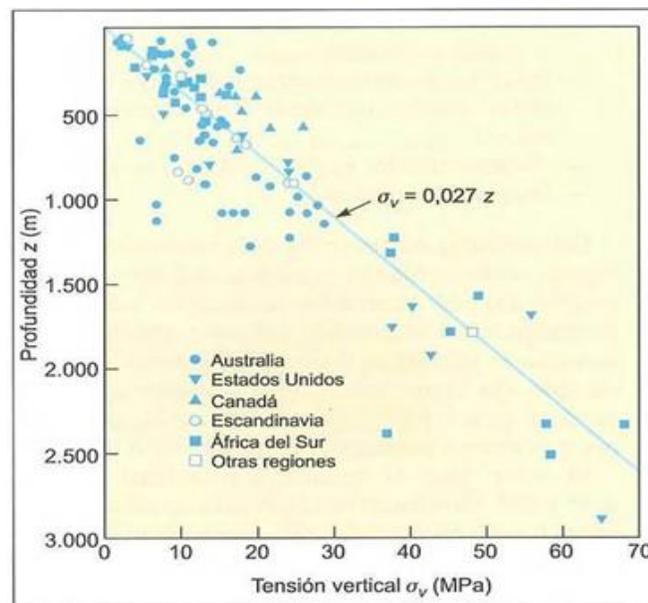
Se produce por el peso de los materiales geológicos, el estado tensional es el correspondiente a las fuerzas gravitacionales que ejercen los materiales suprayacentes y confinantes y las tensiones o esfuerzos principales son la vertical y la horizontal: $\sigma_1 = \sigma_v$, $\sigma_2 = \sigma_3 = \sigma_H$, su cálculo es el siguiente:

$$\sigma_v = \rho \cdot g \cdot h = \gamma \cdot h$$

Donde:

- σ_v : Componente vertical de tensor tensión
- ρ : Densidad media de los materiales suprayacentes
- g : Aceleración de la gravedad
- h : Altura
- γ : Peso específico medio de los materiales suprayacente

Figura 3: Variación de la tensión vertical con la profundidad



Fuente: Hoek y Bromn, 1980

2.2.5.3.3 Método numérico en sostenimiento de labores subterráneas

Ceccarelli & De Agrela (2017) Menciona que los modelos de elementos finitos en dos dimensiones nos permiten analizar desde el punto de vista cualitativo y cuantitativo, los procesos de deformación y rotura que ocurren una vez realizada la excavación en un macizo rocoso.

2.2.5.3.4 Gráfico de estabilidad

Bajo esta premisa, la evaluación en este acápite está orientada a analizar las dimensiones de los Tajos que se desarrollarán teniendo la consideración de obtener un grado de estabilidad aceptable de la excavación. En tal sentido, para determinar las dimensiones de los Tajos utilizamos aquí el Método Gráfico de Estabilidad (MGE), tal como aparece en la publicación de Hoek, Kaiser y Bawden (1995).

Este método fue desarrollado por Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992), siguiendo los trabajos iniciados por Mathews et. al. (1981). La versión actual del método, basado en el análisis de más de 350 casos históricos recolectados de minas subterráneas canadienses, tomó en cuenta los principales factores de influencia del diseño de Tajos y analizó el comportamiento en grado de estabilidad de los mismos.

La información sobre la estructura y resistencia de la masa rocosa, los esfuerzos alrededor de la excavación, el tamaño, forma y orientación de la excavación, es utilizada para determinar si el tajeo será estable sin sostenimiento, o con sostenimiento, o inestable aún con sostenimiento. El método también es adecuado para el dimensionamiento del sostenimiento con uso de cable bolt.

En forma resumida, el procedimiento de diseño aplicando este método está basado en el cálculo de dos factores: N' y S. El primero es el número de estabilidad modificado y representa la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado. El segundo es el factor de forma o radio hidráulico que toma en cuenta el tamaño y forma del tajeo.

El número de estabilidad N' se define como:

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Donde:

Q': es el Índice de Calidad Tunelera Q modificado

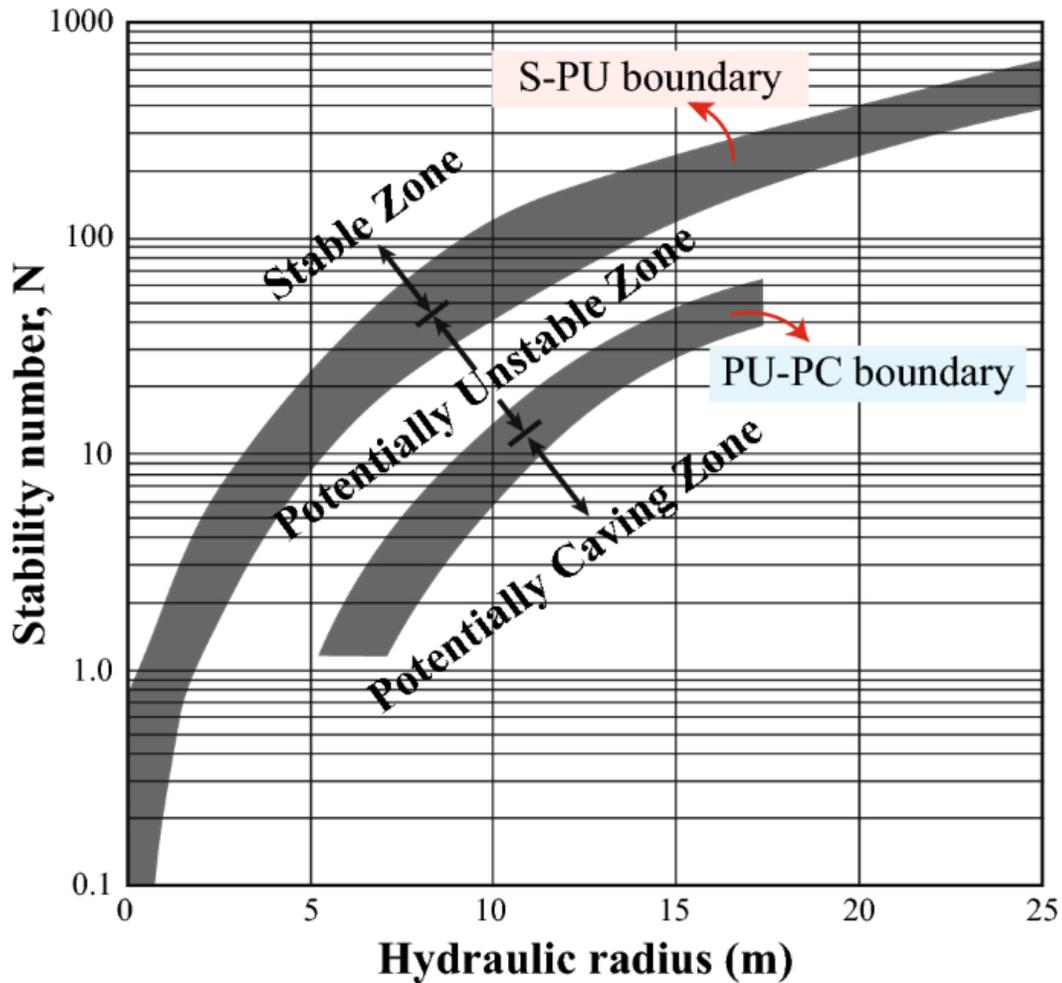
A: es el factor de esfuerzo en la roca

B: es el factor de ajuste por orientación de las juntas

C: es el factor de ajuste gravitacional

Para estimar el radio hidráulico de los Tajeos (S), se ingresa al ábaco denominado “Gráfico de Estabilidad” (Figura 4), según el estándar de minado en CPSAC (minado con sostenimiento artificial) se obtiene el valor del Radio Hidráulico de la superficie del Tajeo. El cual representa una relación adimensional entre “el área y el perímetro de la superficie expuesta del Tajeo”

Figura 4: Grafico de estabilidad



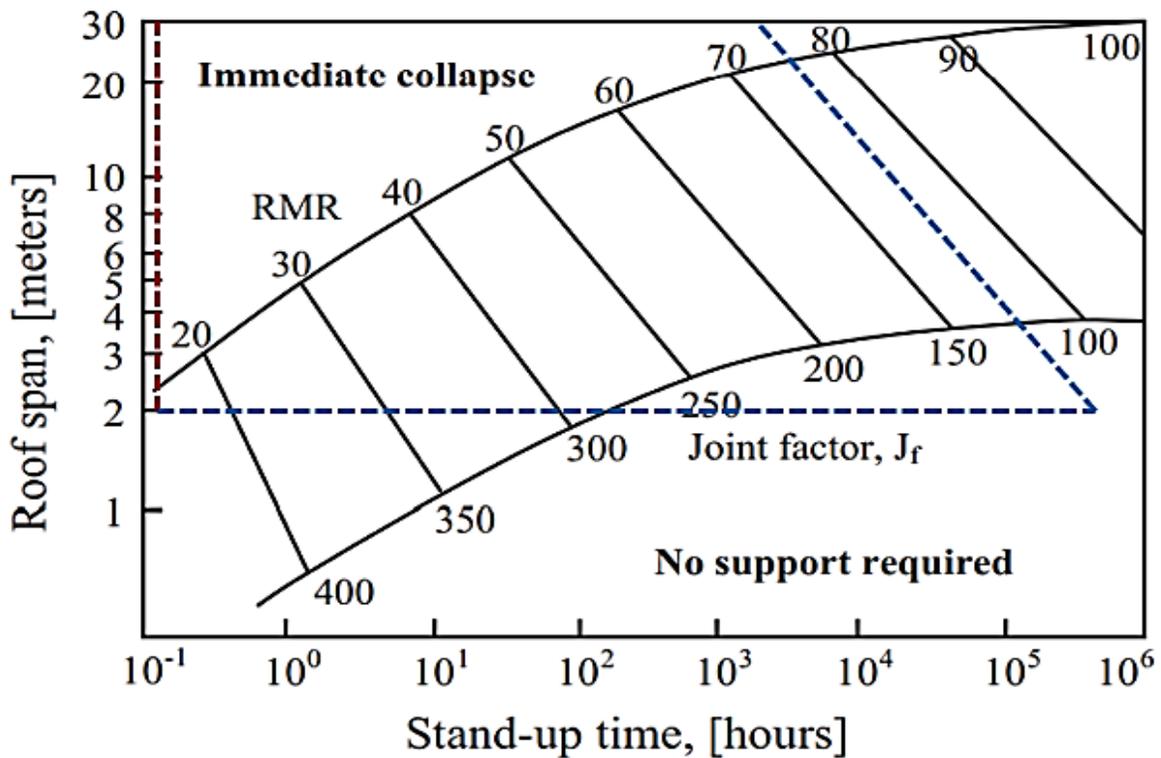
Fuente: Mathews y Milne, 1992

2.2.5.3.5 Tiempo de autososteminiento

En la figura 5 se puede observar la estimación del tiempo de autososteminiento de labores de avance según su clasificación RMR, tiempo que depende de la luz efectiva del túnel, que está definida como la distancia más pequeña entre el ancho de la abertura subterránea y la distancia entre el frente del túnel y el último soporte instalado. Para túneles con techo en forma de arco el tiempo de autososteminiento será significativamente más grande que para aquellos túneles con techos planos. Para túneles con techos en forma de arco, el tiempo de

soporte autónomo está relacionado con la categoría de clasificación RMR, mostrada en la Figura 5. Es importante destacar que no se debe retrasar innecesariamente el soporte del techo, en los casos de macizos rocosos con alto tiempo de auto soporte, ya que esto puede conducir a un deterioro del macizo rocoso.

Figura 5: Tiempo de auto soporte



Fuente: Departamento de geomecánica mina Antapite

2.2.5.4 Diseño geomecánico de los métodos de minado

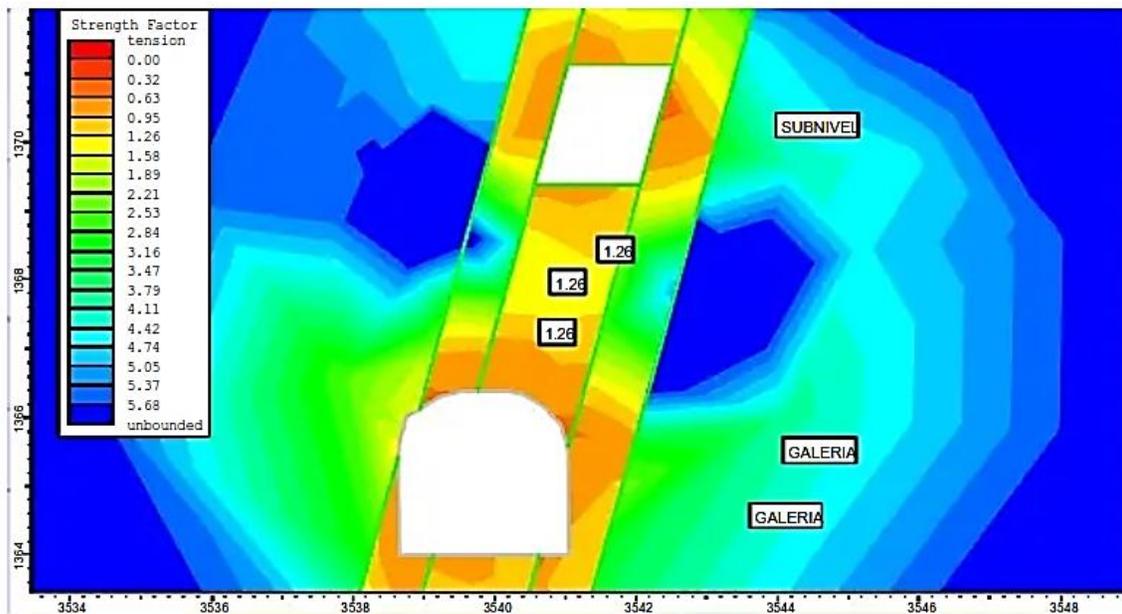
Se ha identificado que los tres métodos de minado más adecuados, configurados según las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y el plan de minado, son: corte y relleno ascendente convencional, sublevel stoping con taladros largos, y hundimiento de

subniveles (Sublevel Caving) transversal. La configuración geométrica del yacimiento consta de vetas con un buzamiento de 75° , potencias de 1.2 m, y contenido de mineral de oro y plata.

2.2.5.4.1 Modelamiento numérico de secuencia de minado

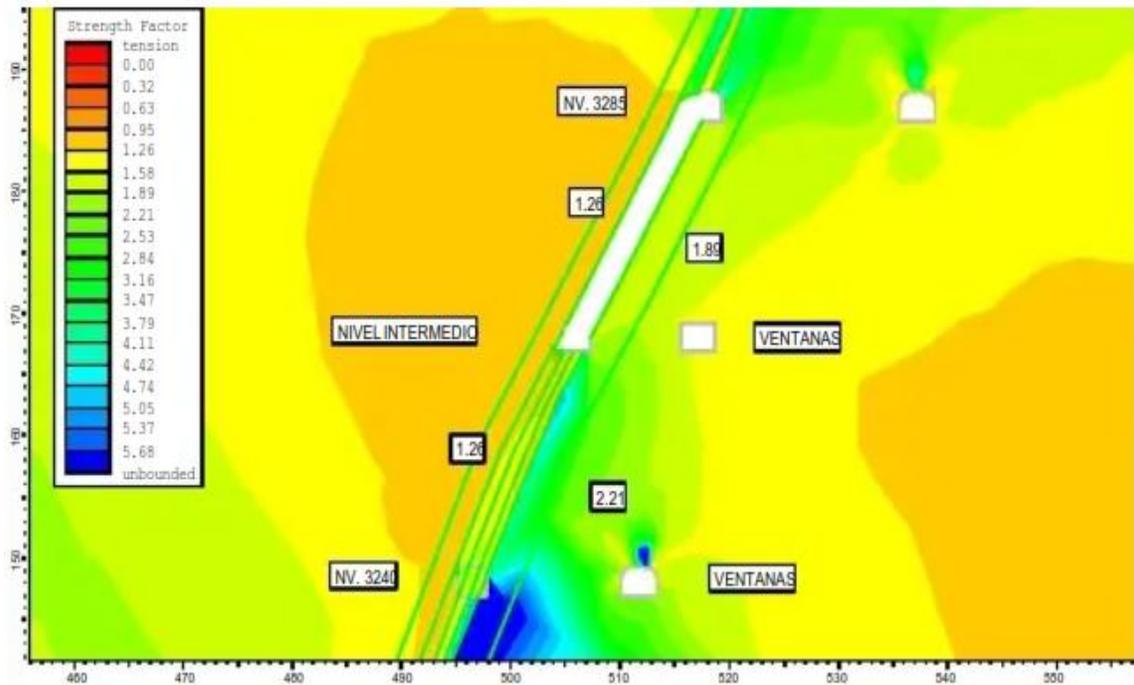
Para comprender mejor los esfuerzos inducidos alrededor de la explotación de la Mina Antapite y permitir la simulación de una secuencia de minado que favorezca la seguridad y reduzca la concentración de esfuerzos, se ha llevado a cabo un modelado de esfuerzos inducidos en dos dimensiones (2D) utilizando el programa Phases2D (Rocscience). El análisis numérico de esfuerzo-deformación se ha realizado mediante el método de elementos finitos (FEM) para condiciones elásticas y elasto-plásticas. Los esfuerzos calculados de forma elástica pueden compararse con el criterio de falla de Hoek-Brown para identificar posibles zonas con riesgo de fallamiento.

Figura 6: Corte y relleno ascendente convencional (F.S)



Fuente: Plan de minado Antapite

Figura 7: F.S. Sublevel stopping con taladros largos



Fuente: Plan de minado Antapite

2.2.6 Labores subterráneas temporales

Para el estudio de la investigación se considera como labores temporales las siguientes: tajos, galerías, bypass, ventanas de extracción, cruceros, etc. Para la estabilidad de estas labores se emplean tipos de sostenimiento activos como:

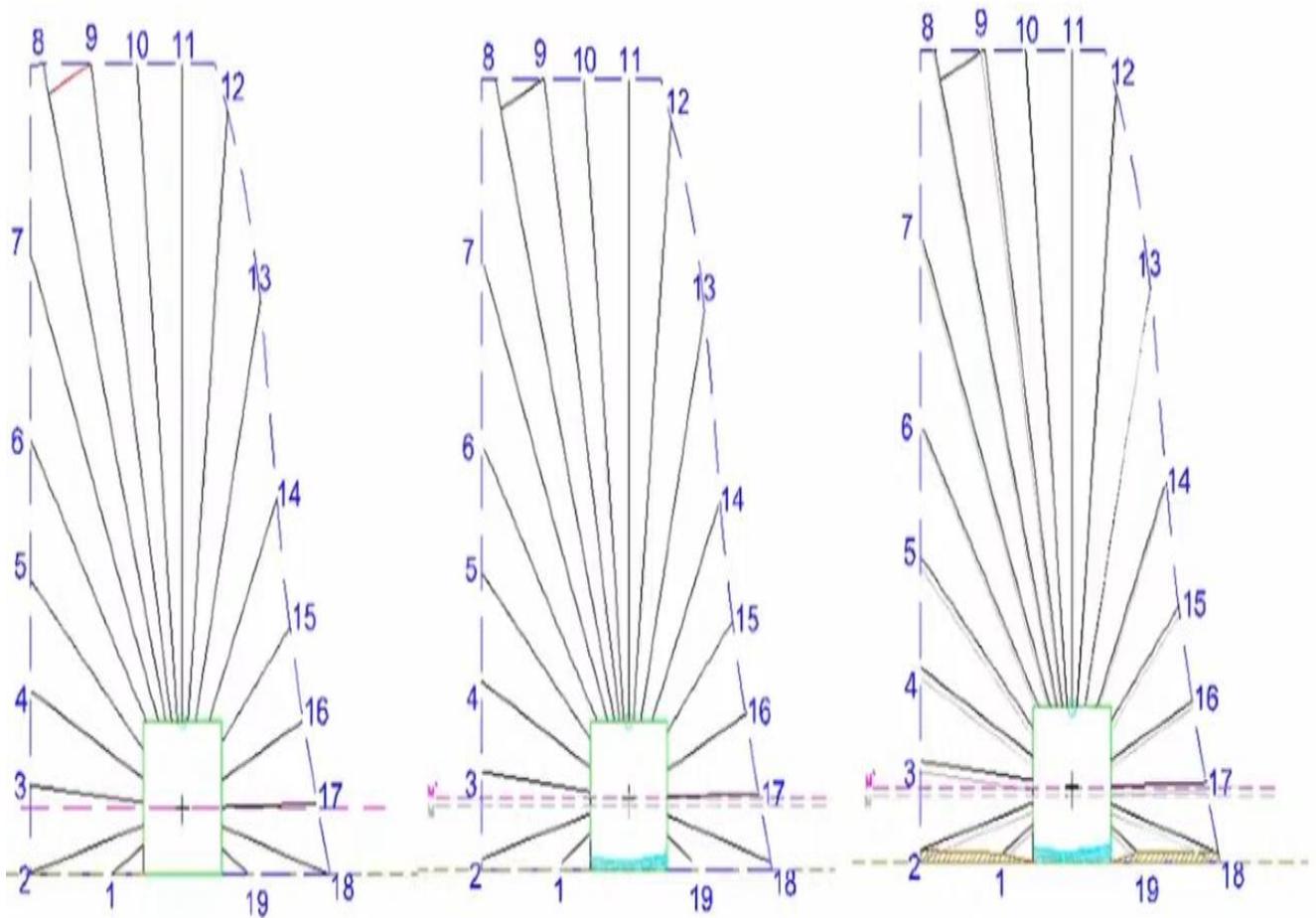
- Split set
- Split set con malla electrosoldada
- Pernos helicoidales

2.2.7 Taladros largos

El método de taladros largos usados en la unidad minera Sierra Antapite, en tajos de 110 metros de longitud, considerando la altura de los subniveles de 3 metros y los bancos

a minar fueron de 8,9,12 y 15 metros de altura, de los cuales los taladros largos serán paralelos y radiales; los taladros largos que están diseñados requiere de una alta inversión durante la etapa de preparación; sin embargo, este costo es compensado ya que la etapa de preparación se ejecuta en el mineral.

Figura 8: Taladros largos en el tajo de la U.M. Sierra Antapite



Fuente: Departamento de perforación U.M. Sierra Antapite

2.2.8 Métodos de explotación subterránea

2.2.8.1 Explotación de vetas angostas

Se caracterizan por la particularidad del yacimiento, según el tipo de roca encajonante; en la explotación dentro de la Unidad Minera Sierra Antapite tienen una potencia promedio de 38 centímetros; en tal sentido para la explotación se usa el método particular de circado y también como método general de explotación el de corte y relleno ascendente.

Este método de explotación recupera gran porcentaje del mineral de oro que se pueda encontrar en los tajos.

2.2.8.2 Metodo de sublevel stoping

La producción con taladros largos implica "dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para el laboreo y consiste en arrancar el mineral a partir de subniveles de explotación mediante disparos efectuados en planos verticales, con tiros paralelos, posteriormente quedando vacío el caserón después de la explotación". Misari Santiago (1998)

2.2.8.2.1 Diseño y descripción del metodo sublevel stoping

El método Sublevel Stopping que se usa en los tajos dentro de la Unidad Minera Sierra Antapite es:

- Buzamiento de 49°
- Potencia de 3 metros
- Mineral de buena ley
- Los límites de la veta son regulares
- Las rocas encajonantes son III (Regular)

- Mayor producción
- Seguridad en el personal ya que se usó equipos a control remoto

2.2.8.2.2 Ciclo de minado en sublevel stoping con taladros largos

El ciclo comienza con la comunicación de la ventana hacia el tajeo in situ o el tajeo rellenado. Antes de la perforación, es necesario asegurar la ventana o la propia galería. La perforación se realiza de manera radial positiva para recuperar el relleno detrítico. En el caso del tajeo in situ, la perforación es paralela positiva. La limpieza se lleva a cabo con una Scoop a control remoto en modo de retirada.

2.2.8.3 Esfuerzos insitu

En este estudio geomecánico, los esfuerzos insitu se estimaron utilizando el concepto de carga litostática (Hoek y Brown, 1978). La minería se llevará a cabo desde la superficie hasta una profundidad máxima de aproximadamente 800 metros. A esta profundidad, se estima un esfuerzo vertical de 5.2 MPa, considerando que la densidad de la roca es aproximadamente 0.026 MN/m³. Para esta fase de la minería, se puede asumir el mismo valor para el esfuerzo horizontal.

2.2.9 Condiciones de estabilidad de las excavaciones

2.2.9.1 Direcciones preferenciales de avance de las excavaciones

Para lograr mejores condiciones de estabilidad en las excavaciones, es importante alinearlas en direcciones preferenciales. Las condiciones más favorables se obtienen cuando las excavaciones avanzan perpendicularmente a las estructuras principales, mientras que las condiciones más desfavorables ocurren cuando el avance es paralelo a estas estructuras.

En las vetas Zorro Rojo, Pampeñita y Antapite, la disposición estructural de la masa rocosa muestra sistemas principales que son paralelos al rumbo de las vetas. Por razones técnicas, los Tajos deben seguir este alineamiento, lo cual no es favorable para la estabilidad de los Tajos.

Para las excavaciones asociadas a desarrollos o labores de acceso, algunas direcciones preferenciales pueden mejorar la estabilidad. En este caso, la dirección norte-sur (NS) es más favorable. Si es posible elegir la dirección de algunas excavaciones, se recomienda seguir este alineamiento para mejorar el control de las condiciones de estabilidad y reducir la necesidad de sostenimiento.

2.2.9.2 Sostenimiento de labores de avance

El sostenimiento para las labores de avance se llevará a cabo según las clasificaciones del GSI. A continuación, se presenta la Tabla GSI aplicada en la mina.

Tabla 4: GSI

 <p>LEVEMENTE FRACTURADA (LF) TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75 - 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO)</p>	 <p>MARTILLO DE GEOLOGO</p>
 <p>MODERADAMENTE FRACTURADA (F) MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75) (7 A 12 FRACT. POR METRO)</p>	
 <p>MUY FRACTURADA (MF) MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) (13 A 20 FRACT. POR METRO)</p>	
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)</p>	
 <p>TRITURADA O RELLENO (T) LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA, EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)</p>	 <p>FLEXOMETRO</p>

 <p>SIERRA SUN GROUP MINERIA SOSTENIBLE</p>	<p>CARTILLA GEOMECANICA</p>																
<table border="1"> <thead> <tr> <th>Tipo Roca</th> <th>RMR</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>I</td> <td>> 81</td> </tr> <tr> <td>II</td> <td>61 - 80</td> </tr> <tr> <td>III - A</td> <td>51 - 60</td> </tr> <tr> <td>III - B</td> <td>41 - 50</td> </tr> <tr> <td>IV - A</td> <td>31 - 40</td> </tr> <tr> <td>IV - B</td> <td>21 - 30</td> </tr> <tr> <td>V</td> <td>0 - 20</td> </tr> </tbody> </table>	Tipo Roca	RMR	I	> 81	II	61 - 80	III - A	51 - 60	III - B	41 - 50	IV - A	31 - 40	IV - B	21 - 30	V	0 - 20	<p>CONDICION SUPERFICIAL</p> <p>CLASIFICACION GSI/RMR Sostenimiento Inmediato Metro Avanzado Metro Sostenido</p>
Tipo Roca	RMR																
I	> 81																
II	61 - 80																
III - A	51 - 60																
III - B	41 - 50																
IV - A	31 - 40																
IV - B	21 - 30																
V	0 - 20																
<p>CONDICION ESTRUCTURA</p>	<p>(B) BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA (Rc > 100 A 250 Mpa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE LA PICOTA)</p> <p>(R) REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS (Rc > 50 A 100 Mpa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE LA PICOTA)</p> <p>(P) POBRE (MODERADAMENTE RESIST., LEVEMENTE ALT.) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIACIONES, MUY ATERADA) RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA PANIZO (Rc 25 a 50Mpa) SE INDENTA SUPERFICIALMENTE</p> <p>(MP) MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRIADA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS (Rc < 25 Mpa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)</p>																

Fuente: Área de Geomecánica de Antapite.

2.2.10 Fortificación minera

2.2.10.1 Fortificación activa

Es aquel tipo de sostenimiento que actúa el mismo instante de haberse colocado el sostenimiento. Quispe Basurco & Portal Calderón, (2021).

- Pernos con resina y/o cemento
- Split set
- Pernos de anclaje
- Pernos y mallas
- Sistemas combinados

2.2.10.2 FORTIFICACIÓN PASIVA

Es aquel que trabaja cuando el terreno actúa sobre el sostenimiento colocado. Becerra Ramirez & Castillo Riapira, (2017).

Los métodos más empleados son:

- La enmaderación
- Los marcos metálicos (rígidos, deslizantes o articulados)
- El hormigón armado

2.2.10.3 Fortificación combinada

Es aquella en que, por razones operacionales y de seguridad, combina soportes y refuerzos. Castillo Riapira, (2017).

Los métodos más empleados son:

- La enmaderación (reforzada con perfiles metálicos).
- Los marcos de acero - pernos de anclaje y shotcrete.

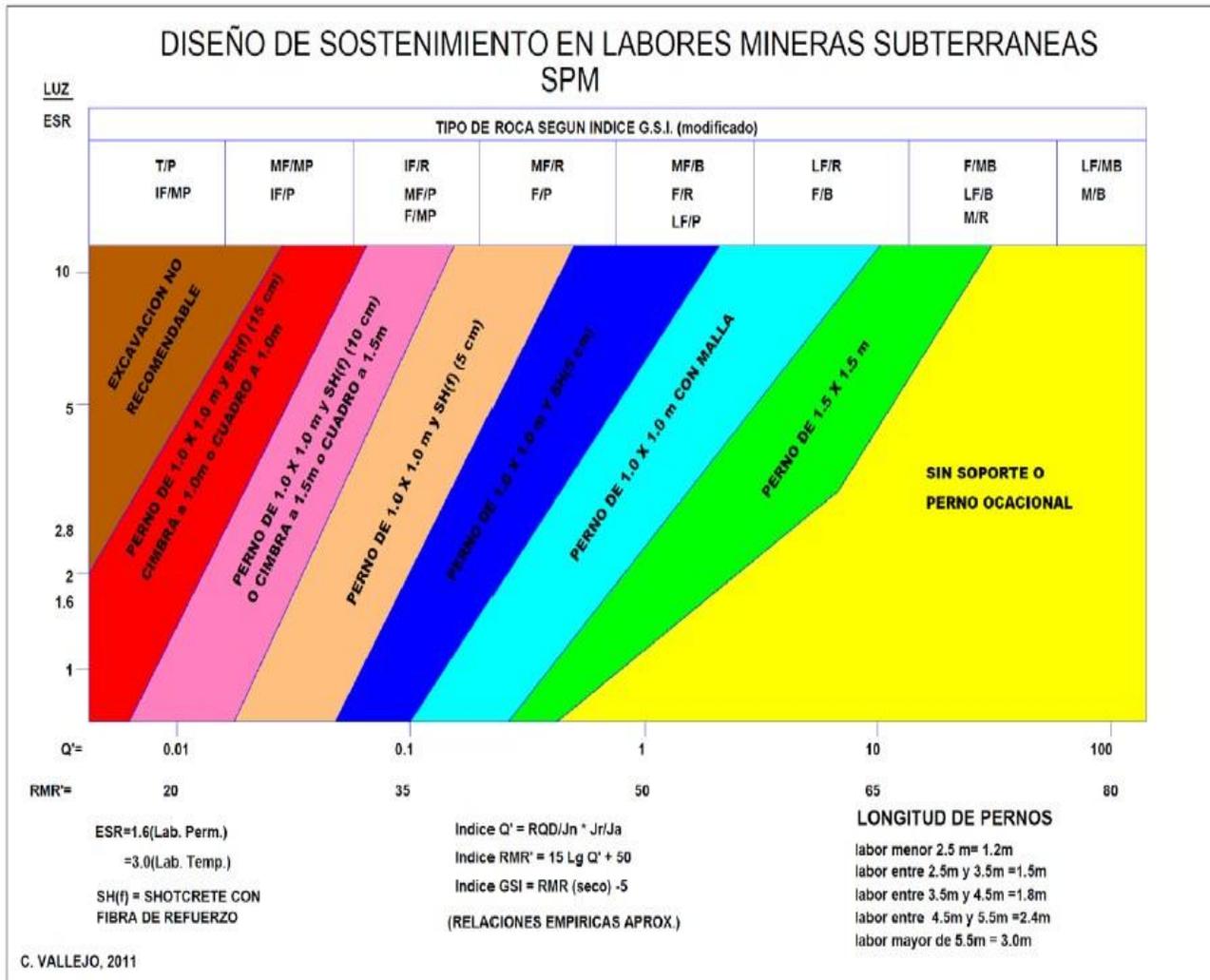
- El hormigón proyectado (reforzado con cerchas o perfiles metálicos).
- El shotcrete con pernos de anclaje y mallas de acero.

Los soportes se deben ubicar de manera uniforme, sistemática y en los intervalos apropiados.

2.2.11 Sostenimiento

C. Vallejo (2011). Se Entiende por sostenimiento al conjunto de elementos que interactúan con la excavación permitiendo mantener la estabilidad del mismo. Para el caso del diseño del sostenimiento, este se realiza mediante el Abaco “Diseño de sostenimiento en labores mineras subterráneas SPM”.

Figura 9: Diseño de sostenimiento en labores mineras subterráneas SPM



Fuente: C. Vallejo 2011

2.2.12 Clasificaciones geomecánicas

Durante las etapas preliminares de diseño de una excavación el uso de las clasificaciones de los macizos rocosos se puede considerar beneficioso para chequear toda la información que se considere importante sobre ellos, siempre que esta sea escasa y si se conoce el estado tensional. Una excavación subterránea es una estructura muy compleja y

con la ayuda de las herramientas teóricas se pueden construir modelos simplificados para estudiar la estabilidad de la excavación.

Sobre las clasificaciones geomecánicas existen opiniones contrapuestas. A favor esta su uso generalizado, que permiten cuantificar hechos naturales complejos y que establecen un lenguaje técnico común. En contra, cabe señalar que no tienen base teórica por ser métodos empíricos, simplifican excesivamente los problemas reales y en ocasiones no son fiables porque personas sin la debida formación pueden pensar que mediante la aplicación del método clasificatorio resuelven un proceso complejo. Por otra parte, los posibles errores se arrastran de manera sistemática, haciéndose muy difícil su detección.

Bienawski (1997) recomienda: “Que las clasificaciones se usen en el contexto global de un proceso global del diseño ingenieril y solo en las fases preliminares y/o planeamiento, pero no para definir las medidas finales del diseño”. Algunas de las clasificaciones más significativas son:

2.2.12.1 Índice de la calidad de la roca (RQD)

El índice RQD (Rock Quality Designation) fue definido por Deere (1967) donde se estima cuantitativamente la roca de calidad existente en un sondeo. Se define como el porcentaje de piezas de roca intacta mayores de 10 cm que hay de longitud total de un testigo en un sondeo. Hay que considerar que el RQD es un parámetro que depende de la dirección del sondeo pudiendo variar mucho según su orientación. Para determinar el RQD existen dos métodos: directos e indirectos. Dentro de las primeras estaría la recomendación de la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM) de usar un tamaño de corona de diamante de al menos 54.7mm con sondeo de doble tubo. Entre los indirectos están los

métodos sísmicos y el sugerido por Palmstrom (1982). El RQD es un parámetro fundamental tanto en la clasificación de Bienawski y como en la de Barton.

$$RQD = \frac{\sum(\text{Longitud de los pedazos de la muestra} > 10\text{cm})}{\text{Longitud total de la muestra}}$$

Tabla 6: Clasificación de la calidad de roca según RQD

RQD	Calidad de roca
< 25 %	Muy pobre
25 - 50 %	Pobre
50 - 75 %	Aceptable
75 - 90 %	Buena
> 90 %	Excelente

Fuente: Deere (1967)

2.2.12.2 Evaluación de la estructura de la roca (RSR)

Wickam (1972) desarrollo un método cuantitativo para describir la calidad del macizo rocoso y seleccionar un sostenimiento adecuado. La mayoría de los casos históricos usados en este sistema eran túneles pequeños con sostenimiento de arcos metálicos, aunque fue el primero en hacer referencia a sostenimientos de hormigón proyectado. El RSR (Rock Structure Rating) es un valor numérico ($RSR=A+B+C$) obtenido a partir de un porcentaje de sus tres componentes: (A) geología (tipo, dureza y estructura de la roca), (B) geometría (espaciado y orientación de las juntas y dirección del túnel) y (C) (calidad del macizo

rocoso en base a combinación de A y B, condición de las juntas (buena, media, mala) y cantidad de flujo de agua).

2.2.12.3 Clasificación de Bienawski (RMR)

Bienawski (1989) para la aplicación la clasificación geomecánica definida por el índice RMR (Rock Mass Rating) hay que dividir el macizo rocoso en dominios estructurales, es decir en unidades en las cuales cada tipo de roca limitada por unidades estructurales (discontinuidades). Al considerar el RMR hay que hacer referencia así se utiliza la modificación del año 1976 (RMR 76) o la del año 1989 (RMR 89), ya que varían las ratios y el tiempo sin sostenimiento en función de la calidad del macizo rocoso. Esta clasificación se puede usar para obtener distintos parámetros como el tiempo de mantenimiento, el tramo sin sostenimiento y la presión del sostenimiento para una excavación subterránea. También se puede seleccionar el método de excavación y el sistema de sostenimiento permanente. La aplicación de este índice no tiene apenas limitaciones, excepto en rocas expansivas y fluyentes donde no es aconsejable. Las predicciones del RMR suelen ser acertadas en terrenos de calidad media, ya que se tiende a no utilizar valores extremos en los parámetros.

2.2.12.4 Clasificación de Barton

Barton & Lien (1974) propusieron el índice de calidad Q de clasificación de macizos rocosos. El parámetro original Q no ha cambiado, pero Grisman y Barton (1993) cambiaron alguno de las ratios del SRF ya que la antigua clasificación recomienda un sostenimiento menor del requerido para rocas duras masivas sometidas a esfuerzos elevados. Esta clasificación esta especialmente recomendada para túneles y galerías con el techo en arco.

2.2.13 Modelo constitutivo de un macizo rocoso

Cuando se quiere estudiar el comportamiento de un macizo rocoso para ver su respuesta ante la ejecución de un determinado tipo de excavación que origina un cambio en el cambio tensional existente en el mismo, es importante plantear un modelo constitutivo adecuado de forma que el macizo trabaje como medio continuo o discontinuo. A la hora de modelizarlos se puede considerar distintos tipos:

- Macizo rocoso masivo: Medio continuo con las propiedades de la roca sana.
- Macizo rocoso fracturado: Medio con las propiedades de la roca sana atravesada por juntas con propiedades conocidas, aunque su localización solo se conoce estadísticamente.
- Macizo rocoso muy fracturado: Únicamente se puede considerar como medio continuo con propiedades medias obtenidas a partir de las propiedades de la roca sana y de las propiedades de las discontinuas (a través de índices de calidad). Se toma un medio continuo equivalente de forma que los desplazamientos y tensiones del medio sin fracturas con las propiedades mecánicas deterioradas.

2.2.14 Metodo de análisis y calculo en dimensionamiento de pilares

Para el análisis y cálculo, se está aplicando los conceptos de diseño de pilares por el método de Lundes y Pakalnis.

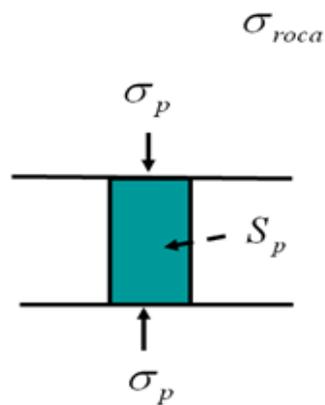
Figura 10: Dimensionamiento de pilares



Fuente: <https://es.scribd.com/document/511933015/Fundamentos-Del-Diseno-de-Pilares-Metodo-de-Lunder-Pakalnis>

Donde es necesario determinar los siguientes parámetros.

Figura 11: Esfuerzos en pilares



Fuente: Departamento de geomecánica Mina Antapite

Donde:

- σ_p : Campo de esfuerzos actuando sobre el pilar
- σ_{roca} : Campo de esfuerzos presente en la roca o in-situ
- S_p : Resistencia del pilar.

2.2.14.1 Factor de seguridad en pilares

El factor de seguridad de diseño se determina con la resistencia del pilar y el campo de esfuerzos que actúan sobre el pilar.

$$F.S. = \frac{S_p}{\sigma_p}$$

2.2.14.2 CALCULO DE RESISTENCIA DEL PILAR

Pakalnis y Lunde (1997) proponen una relación para estimar la resistencia del pilar, considerando confinamiento medio de los pilares.

$$S_p = 0.44UCS(0.68 + 0.52k)$$

$$K = \tan\left[\arccos\left(\frac{1 - C_{pav}}{1 + C_{pav}}\right)\right]$$

- σ_c = Resistencia a la compresión uniaxial
- K = Factor de resistencia debido a la fricción
- C_1 = Constantes empíricas de la masa rocosa
- C_2 = Constantes empíricas de la masa rocosa

2.2.15 Definición de términos

2.2.15.1 Astillamiento de rocas

Ruptura frágil de la roca debido a la acción de altos esfuerzos, generando fragmentos rocosos con formas aguzadas.

2.2.15.2 Aberturas mineras permanentes

Excavaciones de larga duración, casi tanto como la vida útil de la mina, debido a su importancia para el minado. Ejemplos de estas son piques, chimeneas y galerías de nivel.

2.2.15.3 Acción de sujeción

Si la masa rocosa no puede resistir los efectos de los esfuerzos inducidos o si las discontinuidades están orientadas desfavorablemente, formando bloques sueltos y móviles, la acción de sujeción se utiliza para mantener estos bloques en su lugar. Los cables son muy efectivos para esta función.

2.2.15.4 Brechas tufaceas

Conjunto de fragmentos rocosos heterogéneos, consolidados generalmente por materiales volcánicos finos.

2.2.15.5 Bolsonada

Un cuerpo o masa mineral con una forma más o menos alargada y de dimensiones reducidas, a menudo con una forma irregular.

2.2.15.6 Macizo rocoso

Es el entorno presente en el lugar que contiene una variedad de discontinuidades como diaclasas, estratos, fallas y otros elementos estructurales. Dependiendo de la disposición de estas discontinuidades o elementos estructurales dentro de la masa rocosa, estas tendrán un comportamiento específico frente a las actividades mineras.

2.2.15.7 Roca intacta

La roca intacta se refiere al bloque que se encuentra entre las discontinuidades y puede ser representada por una muestra de mano o un trozo de testigo que se utiliza en ensayos de laboratorio.

CAPITULO III

MÉTODOLOGIA DE LA INVESTIGACION

3.1 Tipo de investigación

La investigación es del tipo básica y Cuantitativo, ya que el trabajo de investigación se realizó utilizando datos medibles para la caracterización del macizo rocoso de tajos en la unidad minera Sierra Antapite.

Según Hernández Sampieri (2014) “La investigación tiene el enfoque cuantitativo cuando utiliza la recolección de datos para probar hipótesis con base en la medición numérica y el análisis mediante estadística, con el fin de establecer pautas de comportamiento y probar sus teorías”.

3.2 Nivel de investigación

El trabajo de investigación es del nivel correlacional.

Según Hernández Sampieri (2014) “Este tipo de estudios tiene como finalidad conocer la relación o grado de asociación que exista entre dos o más conceptos, categorías o variables en una muestra o contexto en particular”.

3.3 Diseño de investigación

El trabajo de investigación es no experimental con trabajo de campo, de corte transversal, debido a que la recolección de datos se realizó en un solo periodo de tiempo.

3.4 Población y muestra

3.4.1 Población

La población elegida en esta investigación está compuesta por la zona de inestabilidad ubicada entre el crucero, galería y ventanas de extracción de tajos del nivel 3240 de la Unidad Minera Antapite – Huancavelica.

3.4.2 Muestra

En este trabajo de investigación, la muestra se obtendrá del Tajo 6985 de extracción ubicada en el nivel 3240 en la mina Antapite. La selección de la muestra se realizará mediante un enfoque no probabilístico, basado en el criterio e intención del investigador. En este caso, el criterio de selección se centrará en la litología del macizo rocoso, y se ha elegido los cruceros, galerías y ventanas del Tajo 6985 debido a que es el área más representativa de la inestabilidad del macizo rocoso, según lo indicado por el área de geomecánica.

3.5 Técnicas e instrumentos de recolección de datos e información

3.5.1 Técnicas de recolección de datos

Las muestras se tomarán en los puntos de monitoreo de acuerdo a las técnicas, para su análisis en el laboratorio de prueba preliminares y determinar los parámetros siguientes.

- Recolección de datos históricos o existenciales de la empresa.
- Documental
- Observación

- Laboratorial
- Recolección de informes existenciales
- Planos históricos de la operación minera

3.5.2 Instrumentos para la recolección de información

- Guía de observación
- Planos geomecánicos
- Ficha documental

3.5.3 Análisis e interpretación de la información

Se utilizara el Microsoft Office (Word, Excel), además se usara los software de Rockscience (Dips, Unwedge, Phase 2) y AutoCAD en el estudio de análisis de sostenimiento de labores temporales en la Unidad Minera Sierra Antapite.

CAPITULO IV

**ANALISIS DE SOSTENIMIENTO PARA LA EXPLOTACION DE TAJOS CON
TALADROS LARGOS DE VETAS ANGOSTAS DE LA UNIDAD MINERA SIERRA
ANTAPITE**

4.1 Desarrollo de la mina

4.1.1 Capacidad de producción

La unidad minera Sierra Antapite, empresa que se dedica a la extracción, tratamiento y comercialización de oro y como sub producto la plata. Actualmente la planta concentradora de mineral procesa 750 TPD, se desarrolla la explotación por minería subterránea mecanizada y convencional, de los cuales se explota bajo el método de corte y relleno ascendente y sub level stoping. La proyección de la unidad minera es crecer a procesar 1000 TPD.

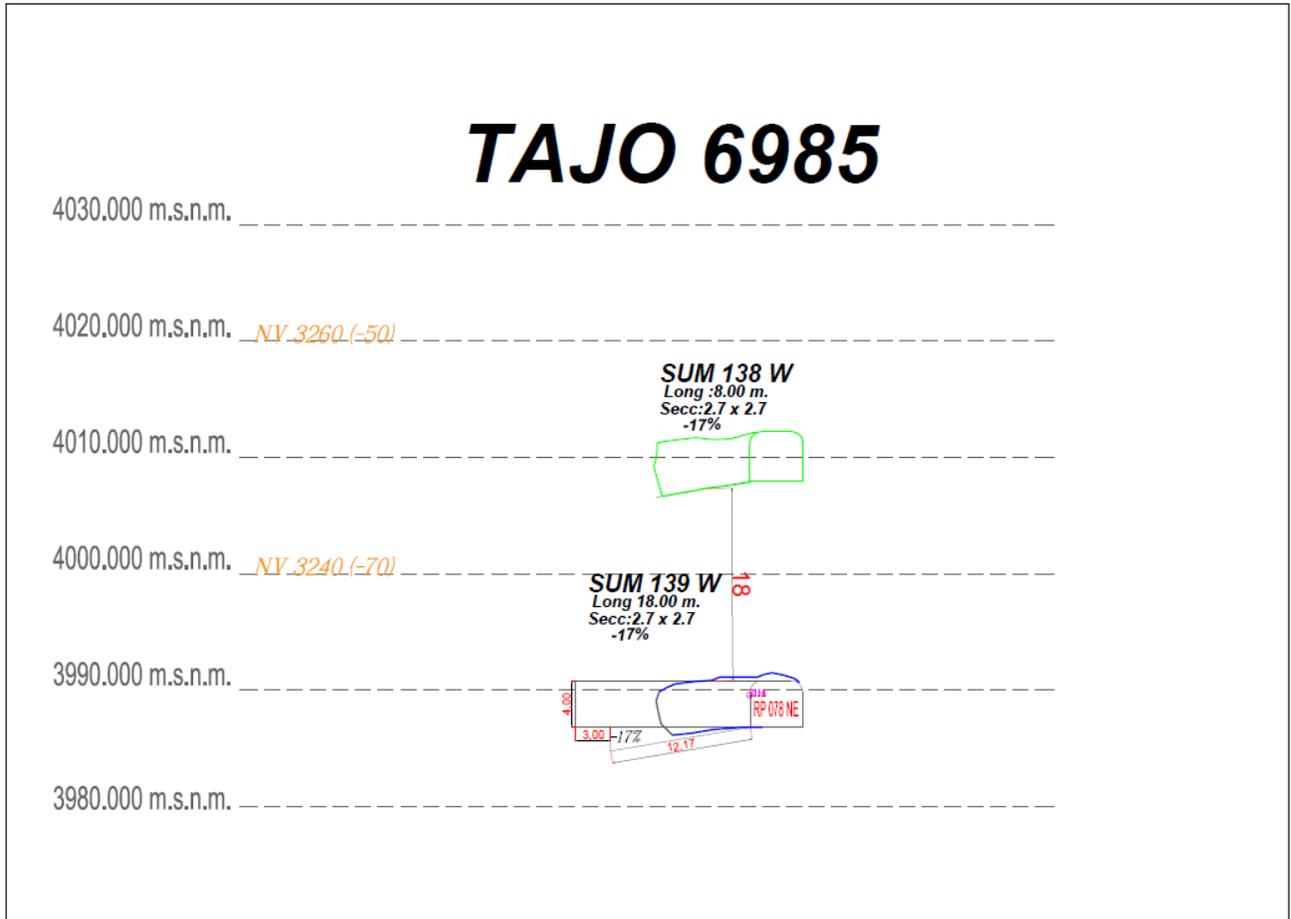
4.1.2 Métodos de explotación

4.1.2.1 Diseño y descripción del método de explotación

En mina Antapite se pretende realizar el minado de las vetas insitu mediante subniveles con taladros largos, alternativa de minado que ha sido planificada bajo las condiciones morfológicas actuales que se tiene de la veta. Para este caso es importante estimar el tamaño de los tajos y por ello hay la necesidad de dimensionar adecuadamente dichas dimensiones de tal modo que los tajos sean estables bajo una condición de estabilidad planificada.

La dimensión del tajo será de oscila entre los 3 y 6 metros de longitud, considerando la altura de los subniveles de 3 metros y los bancos a minar fueron de 8,9,12 y 15 metros de altura, de los cuales los taladros largos serán paralelos y radiales; los taladros largos que están diseñados requiere de una alta inversión durante la etapa de preparación; sin embargo, este costo es compensado ya que la etapa de preparación se ejecuta en el mineral.

Figura 13: Vista isométrica de labores subterráneas tajo 6985



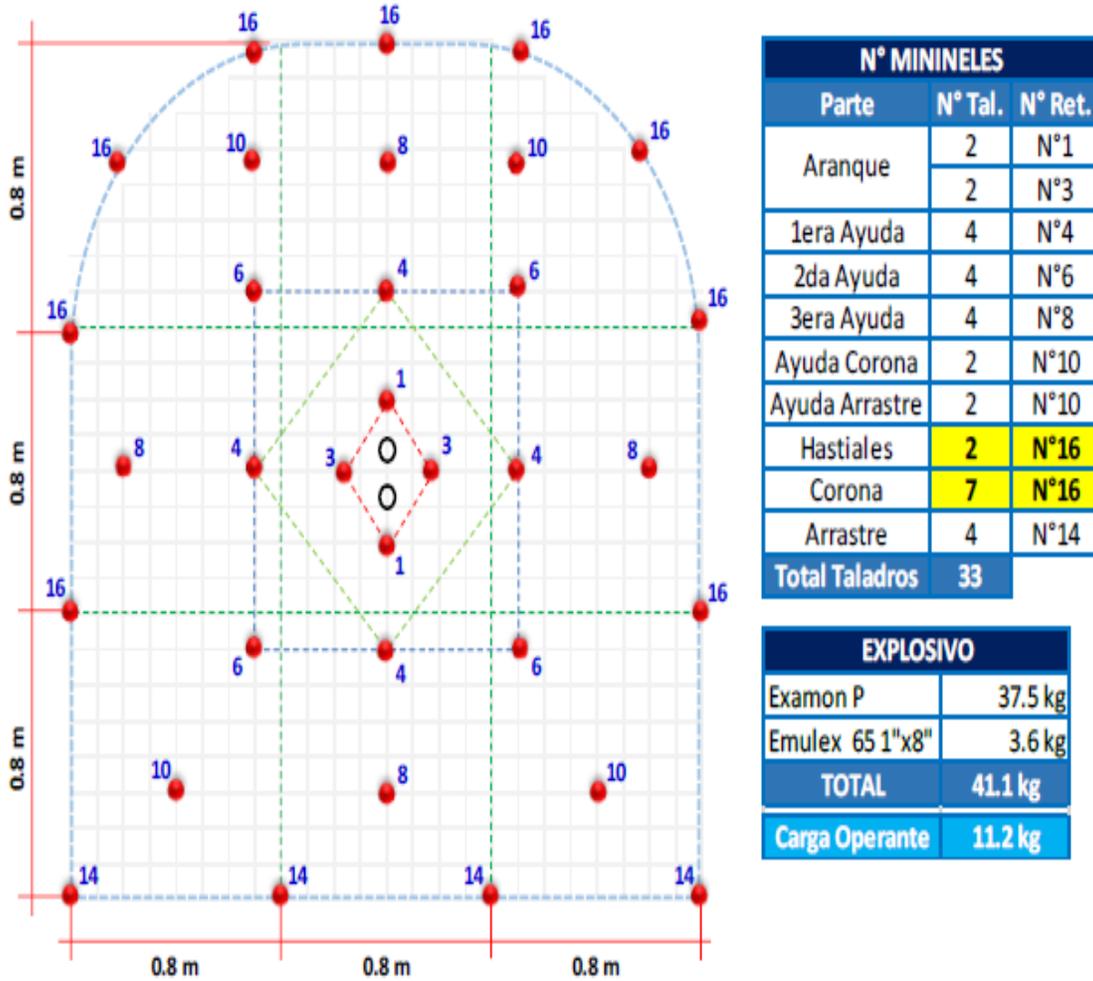
Fuente: Elaboración propia

4.1.2.2 Ciclo de minado

4.1.2.2.1 Perforación

Se inicia con la marcación del eje, la gradiente y se pinta el diseño de la malla, posterior se realiza la conexión de agua y energía eléctrica esta instalación es realizada por el operador y ayudante de Jumbo de acuerdo al procedimiento establecido; posterior a ello se inicia con el ciclo de perforación que implica el uso de equipo Jumbo generando orificios cilíndricos que deben mantener un paralelismo entre taladros.

Figura 14: Diseño de malla de perforación



Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Antapite

Las maquinas perforadoras para la explotación de tajos se utiliza la perforación mecanizada con equipos Jumbo.

4.1.2.2.2 Voladura

El ciclo de voladura de rocas, consiste en fracturar el macizo rocoso con el uso de explosivos.

a. Factor de potencia

Es la que determina el factor de voladura; que esta expresado en la cantidad de kilogramos de explosivos dividido entre la cantidad de toneladas de mineral roto

$$Fv = \frac{Kg /disparo}{Ton/disparo} ; Kg/Ton$$

b. Factor de carga

Es la que determina el cálculo de voladura considerando la cantidad de explosivo de kilogramos dividido entre el número de taladros por disparo

$$Fc = \frac{Kg \text{ de explosivo } (Kg \text{ ANFO} + kg \text{ Emulsión})/disparo}{N^{\circ} \text{ taladros}/disparo} ; Kg/Taladro$$

4.1.2.2.3 Limpieza

Posterior a la voladura de rocas se obtiene el mineral roto que se extrae de los frentes de labores subterráneas, de preferencia se usa maquinaria de carga montada en neumáticos o rieles; para la extracción de tajos de la unidad minera Sierra Antapite se usa el Scoop LH 203 con una capacidad de 2.2 yrd³, y para trasladar material se usa convoy de carros mineros U35 y convoy de locomotoras.

4.1.2.2.4 Ventilación

El ciclo de ventilación de labores subterráneas se realiza con el objetivo de realizar la medición de los ingresos de aire fresco y salidas de aire viciado en las estaciones principales de ventilación, velocidades de aire, concentraciones de gases (O₂; CO₂; CO y NO_x), condiciones termo ambientales (calor, humedad), presión barométrica, caída de

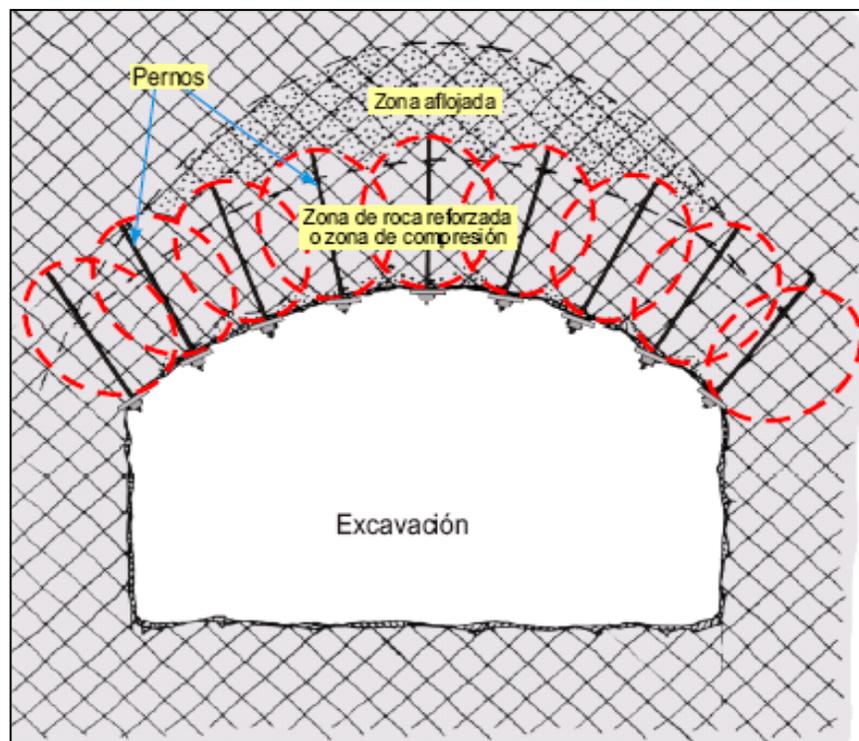
presión para determinar el “k” de fricción (rugosidad y choques) y la dirección de los flujos de aire en todos los niveles actuales operativos accesibles al personal.

La ventilación de la Unidad Minera Sierra Antapite es por diferencia de presiones y temperaturas (ventilación natural).

4.1.2.2.5 Sostenimiento

De acuerdo con (OSINERGMIN, 2017), "el objetivo del sostenimiento en las excavaciones subterráneas es garantizar, supervisar y preservar su estabilidad, con el objetivo de asegurar condiciones de trabajo seguras y otorgar ingreso a las labores subterráneas".

Figura 15: Sostenimiento en forma radial, generando bóveda respecto a la familia de discontinuidades



Fuente: Departamento de planeamiento U.M. Antapite

4.2 Diseño del sistema de sostenimiento en labores de desarrollo

Las labores temporales en nuestro caso son ventanas, accesos y sub niveles que están influenciadas a voladuras de explotación por lo que el sostenimiento definido es correspondiente al de mayor consistencia por tipo de roca.

Para el caso de Roca Regular, el RMR Prom. es 55 y corrigiendo con el criterio de Palmstrom A. and Broch E, se verifica que el RMRwall Prom. es 61, esta condición demuestra que por calidad de roca es posible sostener el hastial con perno sistemático y de menor requerimiento de soporte.

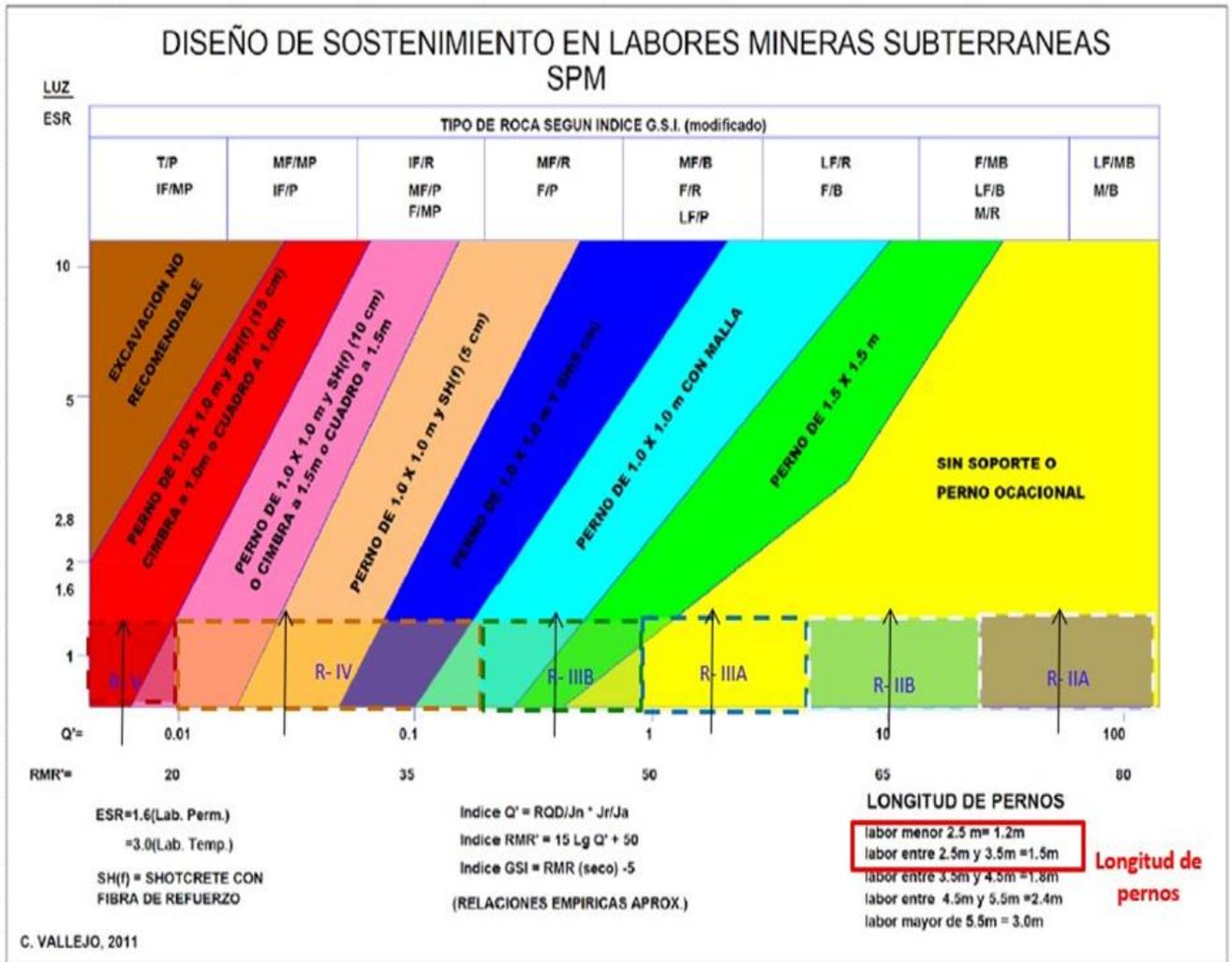
Tabla 7: Clasificación RMR de techo y cajas según el tipo de roca

CLASIFICACION	TECHO				H	ASTIALES	
	TIPO	RMR	RMR Prom.	Q	TIPO (Wall)	Qwall	RMR Prom.
Roca Muy Mala	V	0-20	10	0,002	V	0,002	10
Roca Mala-B	IV-	20-40	30	0,05	IV-	0,05	30
Roca Mala-A	IIIB	40-50	45	0,46	IIIB	1,16	51
Roca Regular	IIIA	50-60	55	2,2	IIIA	5,4	61
Roca Buena	IIB	60-70	65	10	IIB	25,0	71
Roca Buena	IIA	70-80	75	46	IIA	232,1	85

Fuente: Elaboración propia

Asimismo, se muestra el diseño de sostenimiento en las labores mineras de nuestro estudio para poder determinar la longitud de los pernos en las labores de avance y desarrollo.

Figura 16: Diseño de sostenimiento en labores mineras subterráneas SPM



Fuente: Departamento de geomecánica U.M. Sierra Antapite

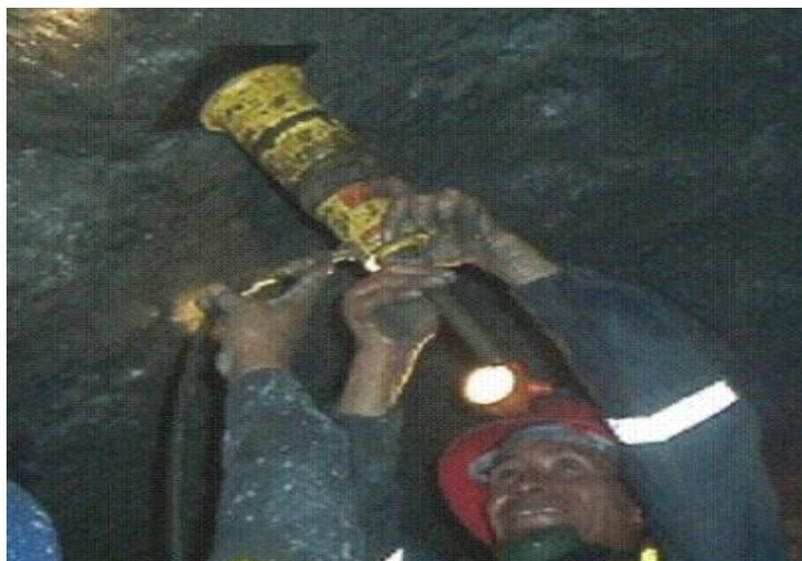
4.2.1 Determinación del peso de las cuñas

De acuerdo al valor RMR promedio determinado como son el valor de RMR de III A con un valor promedio de 56 y valor de RMR II B con un valor promedio de 64, se determina la cantidad de discontinuidades por m³ en el mapeo geomecánico, esta evaluación nos permitirá definir en valor máximo de las cuñas por m³ en las labores de avance en el Tajo 6985 del nivel 3240. De los cuales se determinó que en el Tajo 6985 existen cuñas de 4.8 Ton y 4.9 Ton.

4.2.2 Pruebas de Pull Test

Los resultados que se obtuvieron en los ensayos de Pull Test en pernos de anclaje Split Set de 5 pies de longitud fueron de 6.14 Ton, obteniéndose un máximo de 6.95 Ton y los ensayos que se realizaron para pernos de anclaje Split Set de 7 pies de longitud fueron de 6.34 Ton, y como máximo se obtuvo de 7.25 Ton.

Figura 17: Prueba de calidad de instalación con Pull Test



Fuente: Elaboración propia

Figura 18: Verificación de la operatividad del Pull Test



Fuente: Elaboración propia

4.2.3 Factor de seguridad de los pernos Split Set en labores de preparación

De los resultados obtenidos se debe tener en consideración el peso de las cuñas y los valores obtenidos de los ensayos de Pull Test en los pernos de anclaje Split Set; de los cuales se tiene que:

$$F.S. = \frac{\text{Valor Pull Test}}{\text{Peso de cuña}}$$

Para determinar el factor de seguridad de las cuñas de 4.8 Ton. en el Tajo 6985 del nivel 3240 consideramos el valor más bajo obtenido de los Split Set de 5 y 7 pies teniendo así:

- F.S de 5 pies para la cuña de 4.8 Ton. con ancho de sección de 2.4m x2.4m

$$F.S. (1) = \frac{6.14}{4.8} = 1.28$$

- F.S. de 7 pies para la cuña de 4.8 Ton. con ancho de sección de 2.4m x 2.4m

$$F.S. (2) = \frac{6.34}{4.8} = 1.32$$

Para determinar el factor de seguridad de las cuñas de 4.9 Ton. del Tajo 6985 del nivel 3240 consideramos el valor más bajo obtenido de los Split Set de 5 y 7 pies teniendo así:

- F.S de 5 pies para la cuña de 4.9 Ton. con ancho de sección de 2.4m x2.4m

$$F.S. (3) = \frac{6.14}{4.9} = 1.25$$

- F.S. de 7 pies para la cuña de 4.9 Ton. con ancho de sección de 2.4mx 2.4m

$$F.S. (4) = \frac{6.34}{4.9} = 1.29$$

Los valores obtenidos muestran un valor estándar ya que lo requerido para labores temporales es de 1.20, de los cuales se determina que los pernos Split Set brindan una seguridad aceptable al momento de realizar la extracción a través de estas labores de explotación.

4.2.4 Aplicación numerica de parametros geomecánicos de labores de desarrollo

En la aplicación del cálculo numérico realizado en el software de mecánica de rocas Phase, donde se tuvieron los parámetros de resistencia del macizo rocoso de los Tajo 6985 de explotación del nivel 3240.

Los parámetros que se tomaron en consideración fueron desarrollados en el software Roclab, donde se ingresaron los siguientes valores.

- Valor GSI
- Factor del grado de perturbación en el macizo rocoso por los efectos suscitados de la voladura
- Esfuerzo compresivo de la roca intacta

- El valor “mi” que es característico de la roca circundante a la zona de excavación

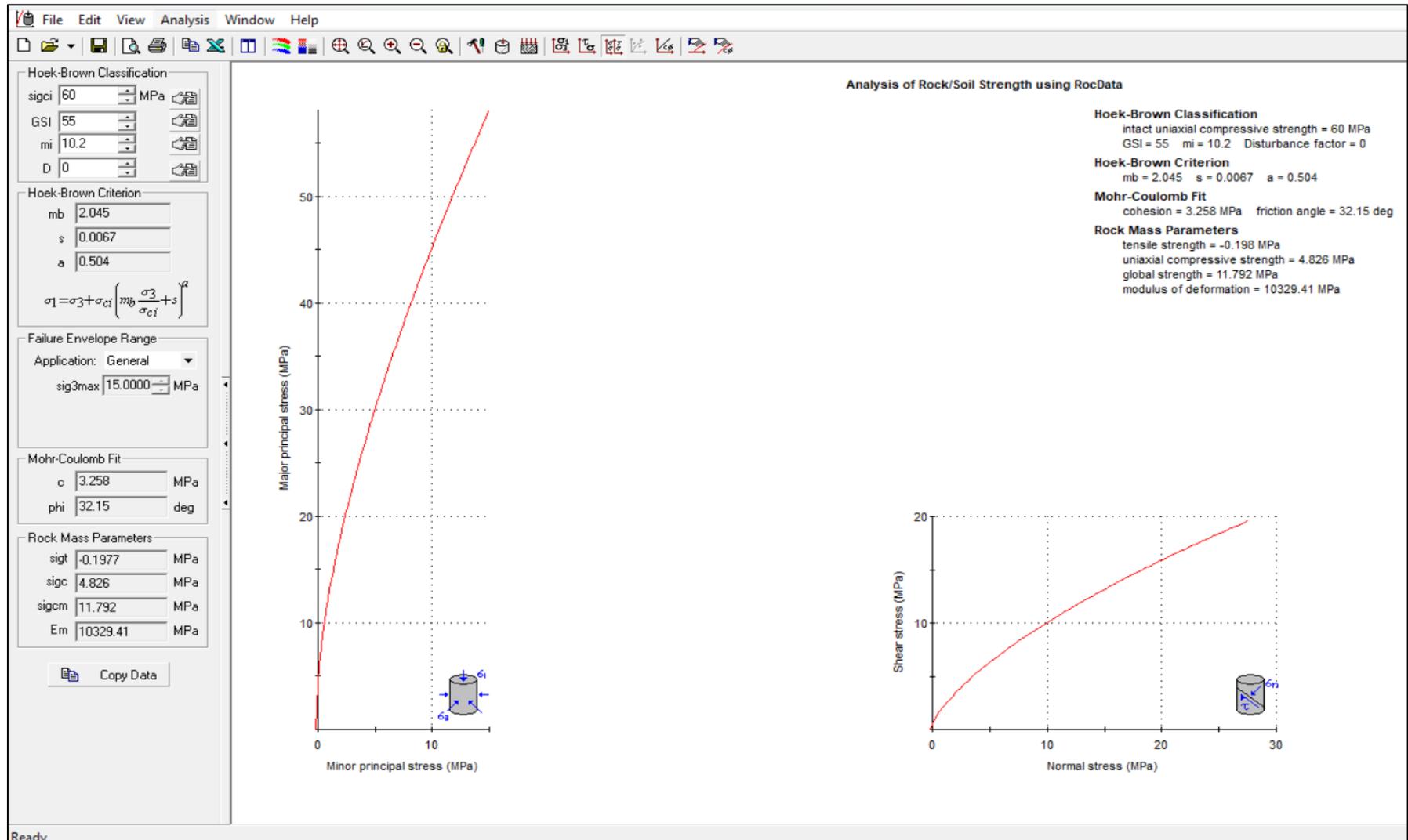
Tabla 8: *Parámetros geomecánicos de las labores subterráneas.*

Sector	GSI	σ_c (MPa)	γ (MN/m ³)	m_i	a_{mr}	s_{mr}	E_{mr}	ν
CT alejada	55	60	0.026	10.20	0.504	0.0067	10329	0.34
CT inmediata	50	38	0.026	10.20	0.506	0.0039	5510	0.34
Mineral	25	20	0.026	10	0.510	0.000133	285	0.30
CP inmediata	50	39	0.026	6.511	0.506	0.0039	3290	0.34
CP alejada	55	60	0.026	6.511	0.504	0.0067	10329	0.34

Fuente: Elaboración propia

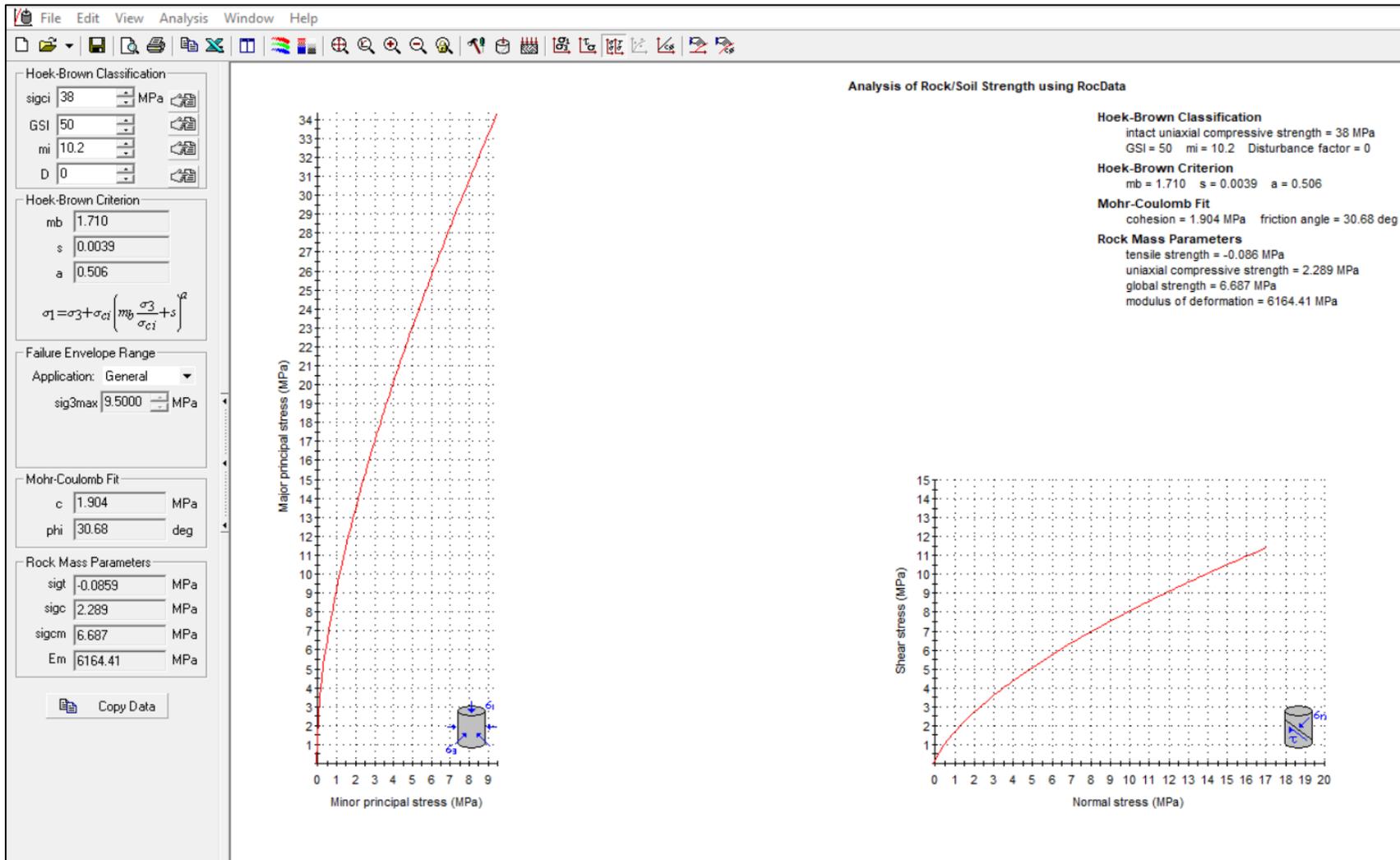
A continuación, se determina mediante el software RocData los parámetros geomecánicos de las labores subterráneas en la unidad minera Sierra Antapite del tajo 6985.

Figura 19: Parametros geomecánicos en la caja techo alejada del tajo 6985



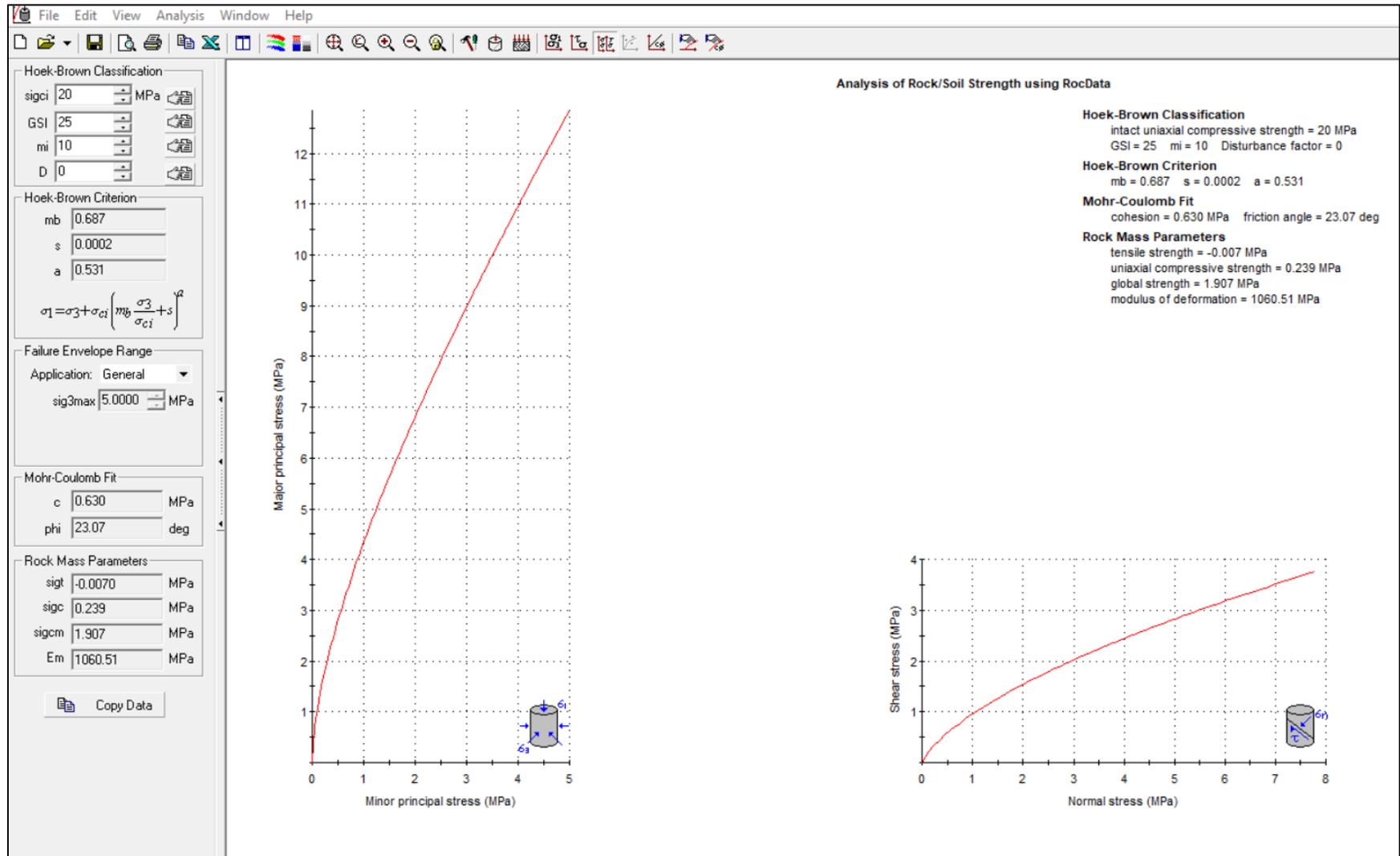
Fuente: Elaboración propia

Figura 20: Parametros geomecánicos en la caja techo inmediata del tajo 6985



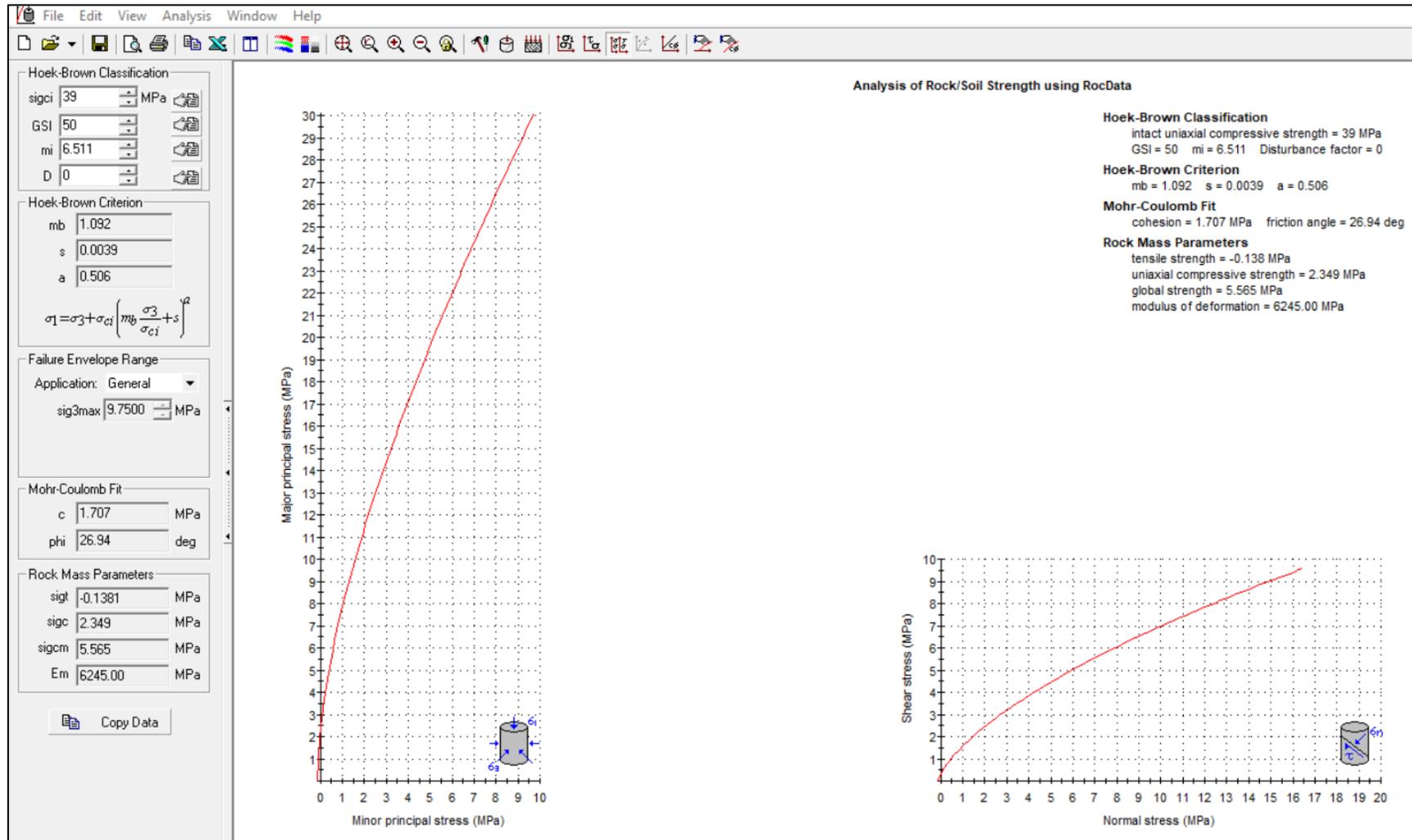
Fuente: Elaboración propia

Figura 21: Parametros geomecánicos en el mineral del tajo 6985



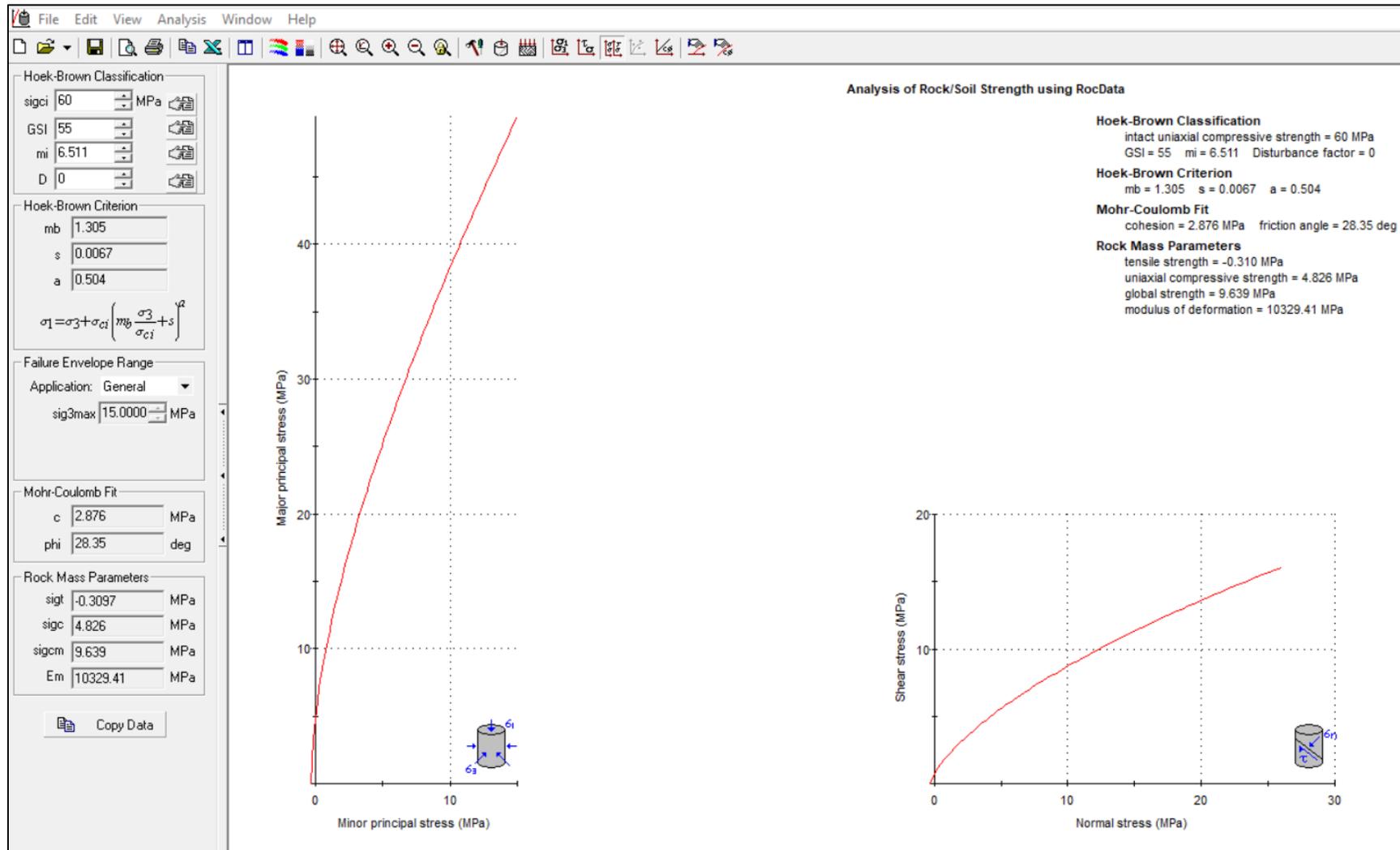
Fuente: Elaboración propia

Figura 22: Parametros geomecánicos de la caja piso inmediata del tajo 6985



Fuente: Elaboración propia

Figura 23: Parametros geomecánicos de la caja piso alejada del tajo 6985



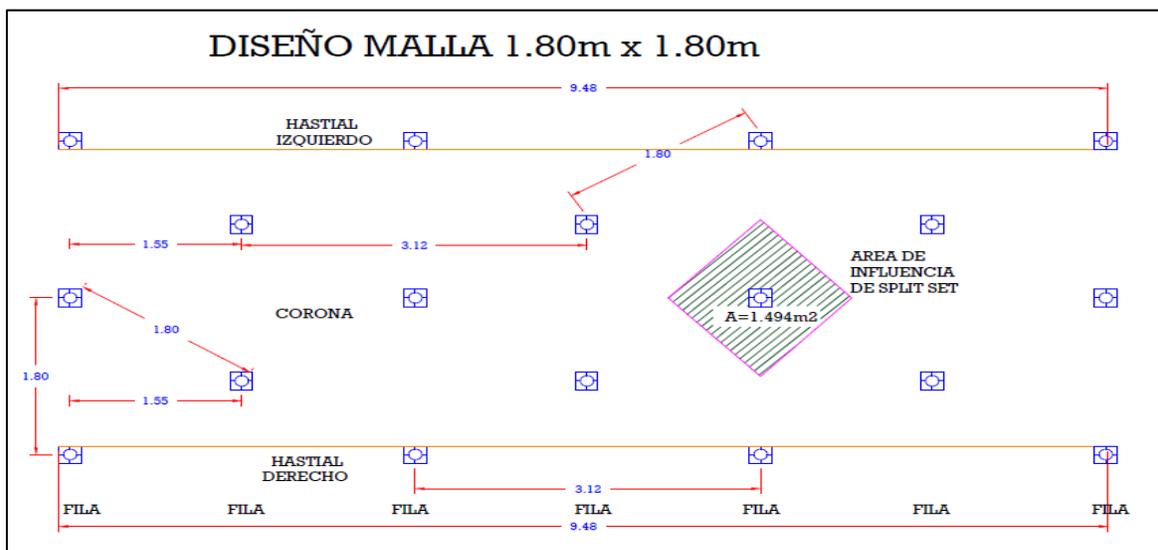
Fuente: Elaboración propia

4.2.5 Densidad de Split Set en labores de desarrollo

Las secciones de avance de las ventanas son de 2.4m x 2.4m para la explotación del Tajo 6985 en el nivel 3240; donde las longitudes de las ventanas de extracción como labores de desarrollo son de 9.40 y 10.48m; para lo cual se determina la densidad de pernos de anclaje de sostenimiento para labores temporales de desarrollo del sistema de malla de 1.80m x 1.80m, 1.50m x 1.50m; ya que estas mallas de sostenimiento son los más comunes en usarse de acuerdo a la calidad del macizo rocoso se considera un valor de RMR de III A con un valor promedio de 56 y valor de RMR II B con un valor promedio de 64

- Cálculo de densidad de Split Set ventana de extracción del nivel 3240 con sistema de malla de 1.80m x 1.80m con sección 2.40m x 2.40m de los cuales se necesitará 4 filas de Split Set primarios con 3 pernos cada uno y 3 filas de Split Set secundarios con 2 pernos cada fila; de los cuales se determina que se necesita 18 pernos de anclaje de sostenimiento.

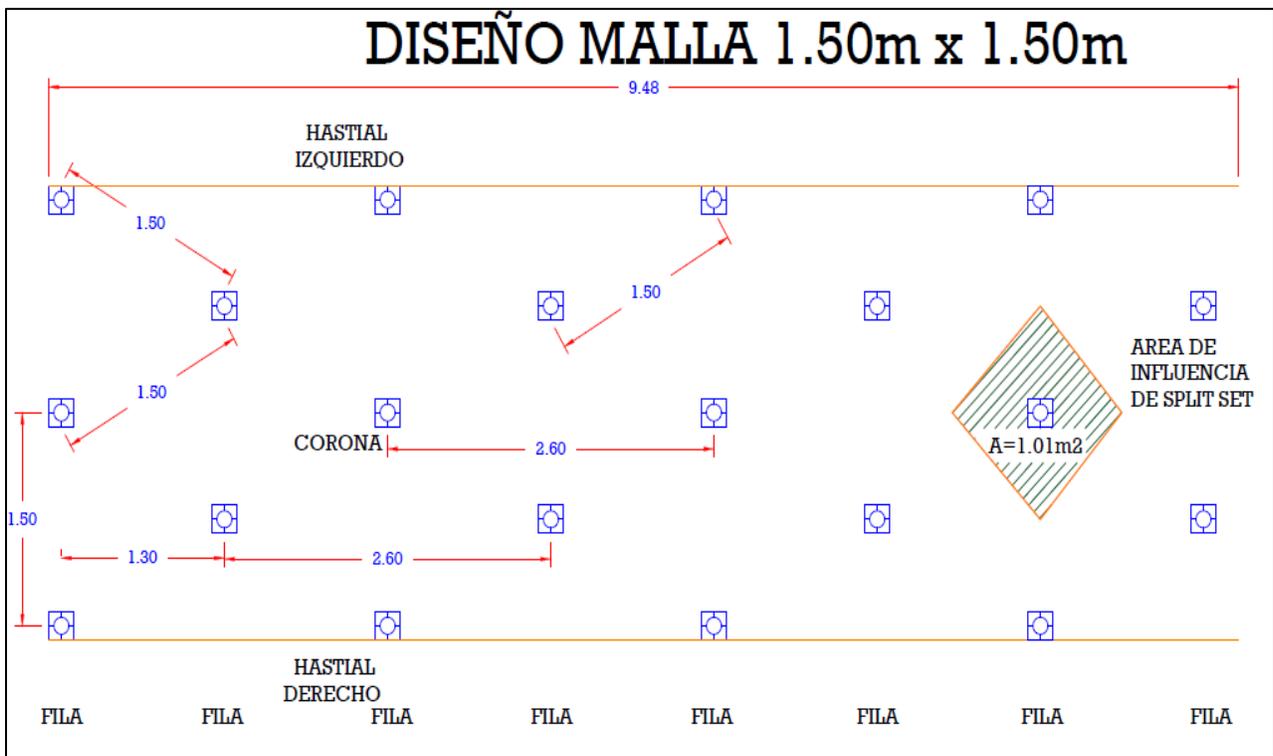
Figura 24: Densidad de Split Set de malla de sostenimiento 1.80m x 1.80m



Fuente: Elaboración propia

- Cálculo de densidad de Split Set ventana de extracción del nivel 3240 para la explotación del Tajo 6985 con sistema de malla de 1.50m x 1.50m con sección 2.40m x 2.40m de los cuales se necesitará 4 filas de Split Set primarios con 3 pernos cada uno y 4 filas de Split Set secundarios con 2 pernos cada fila; de los cuales se determina que se necesita 20 pernos de anclaje de sostenimiento.

Figura 25: Densidad de Split Set de malla de sostenimiento 1.50m x 1.50m

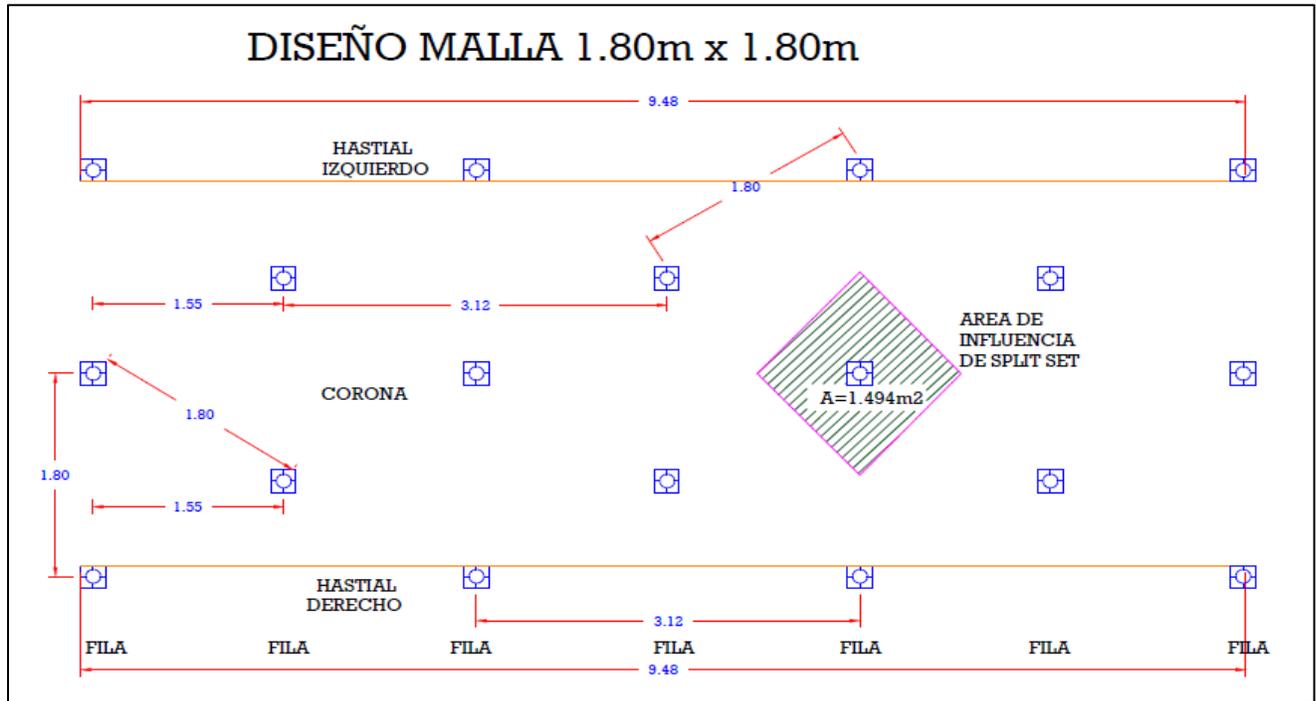


Fuente: Elaboración propia

- Cálculo de densidad de Split Set ventana de extracción del nivel 3240 para la explotación de Tajo 6985 con sistema de malla de 1.80m x 1.80m con sección 2.40m x 2.40m de los cuales se tiene una longitud de 9.40m de los cuales se necesitará 4 filas de Split Set primarios con 3 pernos cada uno y 3 filas de Split Set

secundarios con 2 pernos cada fila; de los cuales se determina que se necesita 18 pernos de anclaje de sostenimiento

Figura 26: Densidad/ de Split Set de malla de sostenimiento 1.80m x 1.80m



Fuente: Elaboración propia

4.3 Dimensionamiento del tajo 6985 de explotación del nivel 3240

Para nuestro análisis nos centraremos solamente en el análisis de las paredes (cajas techo) determinando la longitud óptima del Tajo 6985

Finalmente, la importancia de la aplicación de esta metodología recae directamente en controlar la estabilidad de las cajas, principalmente las de la caja techo, la cual es más susceptible a caer por gravedad. Por esta razón se presenta el análisis solo en la caja techo y considerando la calidad Regular B (IIIB). Para el presente análisis se ha propuesto varias alturas del Tajo 6985 que son 14, 15, 18 y 21 m, con una longitud del Tajo de 4.68 metros,

considerando que la altura de los subniveles sea de 3 m, los bancos a minar serían de 8, 9, 12 y 15 m de altura. En el cuadro siguiente, se presenta un resumen de los resultados obtenidos de acuerdo a la teoría propuesta en el gráfico de estabilidad de la página 28.

Tabla 9: Esfuerzos verticales y horizontales

Condiciones de	CALIDAD DE ROCA - IIIB			
	14m	15m	18m	21m
Estabilidad				
ESS	16	15	13	12
ESO	45	40	30	25
ECS	100	80	55	40

Fuente: Departamento de geomecánica Unida minera Sierra Antapite

Donde:

- ESS: Estable sin sostenimiento
- ESO: Estable con sostenimiento opcional
- ECS: Estable con sostenimiento obligado

A partir de este cuadro se puede establecer las dimensiones del Tajo 6985 según las condiciones geomecánicas establecidas para las cajas, principalmente para la caja techo. Según el cuadro y se adoptó una altura de tajeo de 18 m, se podría abrir un tajeo de 30 m de longitud en la condición ESO y hasta 55 m en la condición ECS. Si la calidad fuese superior a Regular B (DE-IIIB), las longitudes del Tajo 6985 para las alturas citadas darían mayor dimensión. Cabe señalar que el método gráfico de estabilidad fue desarrollado para dimensionar el Tajo 6985 aplicado el método de minado en el tajo 6985 por subniveles (SLS – SubLevel Stopping) y en terrenos de razonable a buena calidad.

4.4 Cálculo de resistencia del pilar en el nivel 3240

Pakalnis y Lunde (1997) proponen una relación para estimar la resistencia del pilar, considerando confinamiento medio de los pilares.

$$S_p = 0.44UCS(0.68+0.52k)$$

- σ_c = Resistencia a la compresión uniaxial = 44.5 Mpa
- k = Factor de resistencia debido a la fricción = 0.44
- $C1$ = Constantes empíricas de la masa rocosa = 0.68
- $C2$ = Constantes empíricas de la masa rocosa = 0.52

Se tiene en consideración que la resistencia del pilar es:

$$S_p = 0.44 \times 44.5(0.68+0.52 \times 0.44)$$

$$S_p = 17.79 \text{ Mpa}$$

4.5 Control de desprendimiento de las cajas del tajo 6985 en el nivel 3240

Debemos tener en consideración que la perforación de los taladros largos debe realizarse en el mismo material de relleno o estructura mineralizada. Con la perforación en los límites o roca caja piso. Se perturba está generando condiciones de inestabilidad en la roca caja piso de la estructura mineralizada, aumentando la dilución por el desprendimiento de las cajas. Esta condición hace necesario evaluar la posibilidad de realizar los taladros de perforación radiales, en la misma estructura o relleno.

4.6 Factor de seguridad de pilares de sostenimiento

Teniendo en consideración las secciones de las ventanas (2.4 m x 2.4 m) y del By Pass (2.7m x 2.7m); así como el ancho del pilar de 10 metros con resistencia a la compresión de 13.68 Mpa, solo queda por determinar la longitud de la ventana (geo

mecánicamente estable). Considerando que en la estabilidad del pilar es necesario que la resistencia del pilar sea mayor que el campo de esfuerzos.

a. Con una longitud de ventana de 5 metros

Condiciones de estabilidad pilares	Relación de esbeltez	Relación de esbeltez
	R. Esbeltes = $10/2.4$ =4.17	R. Esbeltes = $5/2.4$ =2.08
Factor de seguridad = $17.79/13.68 = 1.3$	Debe ser > 4.0	Debe ser > 4.0
Fs: Debe ser igual o superior a 1.4	En función del ancho de la labor	En función del largo de la labor

b. Con una longitud de ventana de 8 metros

Condiciones de estabilidad pilares	Relación de esbeltez	Relación de esbeltez
	R. Esbeltes =4.17	R. Esbeltes =3.33
Factor de seguridad = 1.7	Debe ser > 4.0	Debe ser > 4.0
Fs: Debe ser igual o superior a 1.4	En función del ancho de la labor	En función del largo de la labor

c. Con una longitud de ventana de 10 metros

Condiciones de estabilidad pilares	Relación de Esbeltes	Relación de Esbeltes
	R. Esbeltes = 4.17	R. Esbeltes = 4.17
Factor de seguridad = 1.8	Debe ser > 4.0	Debe ser > 4.0
Fs: Debe ser igual o superior a 1.4	En función del ancho de la labor	En función del largo de la labor

4.7 Metodo de explotación en la Unidad Minera Sierra Antapite

4.7.1 Diseño del metodo Sublevel Stopping del tajo 6985 en el nivel 3240

Para el diseño de método de minado de la mina Antapite se toman dos las cuales son corte y relleno ascendente convencional (Cut and Fill) y el método de Sublevel Stopping.

A continuación, se muestran los resultados de la evaluación para determinar el método de minado.

Tabla 10: Resultados de evaluación para el método de minado

Método	Forma	Buzamiento	Potencia	Distribución de Leyes	Profundidad	RMR (Mineral)	RMR (techo)	RMR (piso)	Resistencia (Mineral)	Resistencia (techo)	RMR (piso)
Open Pit	4	1	2	3	0	3	4	4	3	4	4
Block Caving	4	4	-49	3	3	3	3	3	2	2	2
Sublevel Stopping	3	4	1	4	4	3	3	2	2	4	3
Sublevel Caving	3	4	-49	3	2	4	3	3	3	2	2
Longwall	-49	-49	3	4	2	6	4	0	5	2	0
Room and Pillar	0	-49	3	4	3	0	3	0	0	2	0
Shrinkage Stopping	0	4	4	3	3	1	2	2	1	3	3
Cut and Fill	1	4	4	2	3	1	4	2	1	4	3
Top Slicing	1	0	1	2	1	2	2	1	2	2	1
Square Set	0	2	3	0	1	4	1	0	3	1	0

Fuente: Departamento de planeamiento Mina Antapite

De acuerdo a los resultados obtenidos se ve conveniente realizar la explotación de tajos con el método de Sublevel Stopping.

Tabla 11: Elección del método de explotación en la mina Antapite

Método	Sumatoria de parametros de metodo de explotación
Sublevel Stopping	33
Open Pit	32
Cut and Fill	29
Shrinkage Stopping	26
Top Slicing	15
Square Set	15
Block Caving	-20
Sublevel Caving	-20
Room and Pillar	-34
Longwall	-72

Fuente: Departamento de planeamiento Mina Antapite

4.7.1.1 Condiciones de aplicación

En mina Antapite se pretende realizar el minado de las vetas insitu mediante subniveles con taladros largos, alternativa de minado que ha sido planificada bajo las condiciones morfológicas actuales que se tiene de la veta. Para este caso es importante estimar el tamaño de los tajos y por ello hay la necesidad de dimensionar adecuadamente dichas dimensiones de tal modo que los tajos sean estables bajo una condición de estabilidad planificada.

4.7.1.2 Aplicación de taladros largos en vetas angostas

La aplicación de taladros largos en vetas angostas permitió a la Unidad Minera Sierra Antapite incrementar considerablemente la producción de 450 Ton/ día a 600 Ton/día, y también con la implementación de taladros largos de forma mecanizada se explotó las vetas angostas de manera óptima por cada disparo.

La recuperación de las vetas angostas con el método de explotación de taladros largos se minimizó la dilución del mineral roto por cada disparo de los tajos de la Unidad Minera Sierra Antapite.

4.7.2 Diseño y descripción del método aplicado

4.7.2.1 Ciclo de minado

4.7.2.1.1 Perforación

a. Equipo de perforación y accesorios

Los equipos que se usaran para la perforación de los tajos en la unidad minera Sierra Antapite son los siguientes:

- Máquina perforadora seco Jumbo Muki
- Barra cónica de 7/8 pulgadas x 2 pies
- Barra cónica de 7/8 pulgadas x 4 pies
- Barra cónica de 7/8 pulgadas x 6 pies
- Barra cónica de 7/8 pulgadas x 8 pies
- Broca botones 7/8 pulgadas x 38 mm
- Broca botones 7/8 pulgadas x 41 mm
- Manguera de jebe de Ø1/2" 250 PSI
- Manguera de jebe de Ø1" 250 PSI

b. Tiempo de perforación por disparo

Nro. de taladros perforados = 30 taladros

Longitud por taladro = 15 metros/ taladro

Metros lineales perforados = 30 tal. x 15m/tal. = 450 metros

Metros lineales / día = 61.64 m /día

Tiempo de perforación / disparo = 450 m / 61.64 m/ día = 7.30 días

Considerando que el tiempo mínimo de autososteminio de la labor es de 7 días, se debe realizar sostenimiento oportuno para poder continuar con la efectividad del ciclo de minado.

c. Costo de perforación

El costo de perforación del tajo 6985 del nivel 3240 se realizará en función a los pies perforados, considerando que para el tajo se perforan 30 taladros.

Tabla 12: Costos de perforación en el tajo 6985

ROCA SEMIDURA		8 pies				
DESCRIPCION	Unid.	Cantidad	P.U. (\$.)	VIDA UTIL (p.p.)	PU (\$./ pie)	
BARRA CONICA DE 7/8" x 2'	Und.	0.15	95.70	1,300	0.0110	
BARRA CONICA DE 7/8" x 4'	Und.	0.25	200.75	1,300	0.0386	
BARRA CONICA DE 7/8" x 6'	Und.	0.30	257.67	1,300	0.0595	
BARRA CONICA DE 7/8" x 8'	Und.	0.30	276.22	1,300	0.0637	
BROCA BOTONES 7/8" x 38mm	Und.	0.55	66.36	250	0.1460	
BROCA BOTONES 7/8" x 41mm	Und.	0.45	67.28	250	0.1211	
MANGERA DE JEBE DE Ø1/2" 250 PSI	m	50.00	3.51	25,000	0.0070	
MANGERA DE JEBE DE Ø1" 250 PSI	m	50.00	15.01	25,000	0.0300	
			Costo unitario (\$ / pie perf.)		0.4770	\$/ pie perf.
			Costo total por tajeo (\$ / tajeo)		211.500	\$/ Tajeo

Fuente: Departamento de costos Sierra Antapite

4.7.2.1.2 Voladura

a. Tipo de explosivo y accesorio utilizado

El tipo de explosivo y accesorios utilizados para el proceso de voladura en la unidad minera Sierra Antapite son los siguientes:

- Anfo (kg)
- Emulsion (kg)
- Detonador (Und)
- Mecha lenta (Und)
- Cordon detonante (m)
- Mecha rápida (m)

b. Consumo de explosivo por taladro y por disparo

Tabla 13: Consumo de ANFO por disparo

ANFO		
Diámetro de taladro	6.4	cm
Diámetro recubierto	5.8	cm
Radio	2.9	cm
Área	26.421	cm ²
h	560	cm
Columna		
Volumen Anfo:	14,796	cm ³
Densidad Anfo:	0.85	g / cm ³
Kg de Anfo por taladro:	12.576298	Kg/tal
Total, anfo por malla	377.3	Kg /disp.

Fuente: Departamento de voladura Sierra Antapite

Tabla 14: Consumo de emulsión por disparo

EMULSION		
Número de taladros cargados:	30	
Iniciador por cada taladro:	3	
Tipo de iniciador:	4500%	emulex
Emulsión:	5100	m/s
Dimensión:	1 1/2 x 12	Pulg
Unid x Caja:	62	Und
Peso Caja:	25	Kg
Peso de un cartucho:	0.40322581	kg/cart
Cantidad total de Emulsiones:	90	
Peso total de los iniciadores:	36.2903226	Kg
Total, Explosivos	413.6	Kg
Fc (Factor de carga)	0.34545545	kg/tn

Fuente: Departamento de voladura Sierra Antapite

c. Factor de voladura

$$F. v. = \frac{Kg \text{ ANFO} + Kg \text{ Emulsion}}{\text{Toneladas}}$$

$$F. v. = \frac{377.3Kg + 413.6Kg}{337.30 \text{ Ton}} = 2.344 \frac{Kg}{Ton}$$

d. Costo de voladura

Tipo	Relleno detritico		Explosivo	Anfo	
			Roca	Semidura	
Longitud de corte	27.20	M	N° taladros:	30	Und.
Longitud de perforación	4.80	M	N° tal.carg.:	30	Und.
Altura de corte	15.00	M	Perforación	61.64	M/día
Peso especifico	3.10	T/m³	Volumen	108.8	M3
Equipos:	Jumbo HE - Scooptram			337.3	Ton

Ítem	Descripción	Incidencia	Unidad	Precio unitario		Subtotal \$	Total \$ / t
1.-	Mano de obra						
	Operador de Jumbo	1.29	Tarea	71.00	\$/Tarea	91.60	
	Ayudante de Jumbo	1.29	Tarea	50.87	\$/Tarea	65.62	
	Operador de Scoop	1.29	Tarea	60.27	\$/Tarea	77.74	
	Parrillero	1.29	Tarea	50.87	\$/Tarea	65.62	
	Cargador / disparador	1.29	Tarea	50.87	\$/Tarea	65.62	
						366.21	1.09
2.-	EPP						
	Operador de Jumbo	1.29	Tarea	2.40	\$/Tarea	3.10	
	Ayudante de Jumbo	1.29	Tarea	2.40	\$/Tarea	3.10	
	Operador de scoop	1.29	Tarea	2.40	\$/Tarea	3.10	
	Parrillero	1.29	Tarea	2.40	\$/Tarea	3.10	
	Cargador / disparador	1.29	Tarea	2.90	\$/Tarea	3.74	
						16.13	0.05
3.-	Explosivos						
	Emulsion 1000 1"x 8"	0.00	Kg	0.00	S./ kg	0.00	

	Emulsion 3000 1"x 8"	9.05	Kg	0.00	\$/ kg	0.00	
	Nitrato de amonio (anfo)	31.50	Kg	0.69	\$/ kg	21.83	
	Detonador no electrico (exanel)	30.00	Und	1.06	\$/ und	31.68	
	Cordon detonante	200.00	M	0.22	\$/ m	44.00	
	Carmex	6.00	Und	0.77	\$/ und	4.62	
						102.13	0.30
4.-	Aceros de perforacion						
	Barra de perforación t38 4 p	61.64	M	0.40	\$/ m	24.42	
	Broca boart 64 mm	61.64	M	0.17	\$/ m	10.27	
	Shank t38	61.64	M	0.12	\$/ m	7.52	
	Copa de afilado	61.64	M	0.02	\$/ m	1.37	
	Afilador de brocas	61.64	M	0.01	\$/ m	0.89	
	Coupling	61.64	M	0.02	\$/ m	1.45	
						45.92	0.14
5.-	Materiales y herramientas						
	Herramientas perforista	1	Tarea	14.61	\$/Tarea	14.61	
	Parrillero	1	Tarea	3.74	\$/Tarea	3.74	
						18.35	0.05
6.-	Equipos de contrata						
	Jumbo eh	5.00	H-m	80.00	\$/ h-m	400.00	
	Scooptram 2.5 yd3 extracción	10.00	H-m	58.30	\$/ h-m	583.00	
	Scooptram 2.5 yd3 relleno	14.50	H-m	58.30	\$/ h-m	845.35	
						1828.35	5.42
A.-	Subtotal costos directos					2377.08	7.05
7.-	Costos indirectos						
	Contingencias y prevención de perdidas	3.00%			\$	71.31	0.21
	Utilidad	10.00%			\$	237.71	0.70

B.-	Subtotal costos indirectos	309.02	0.92
	Total, costo por tonelada (\$/. / t)		7.96
	Costo total tajeo (\$/. / tajeo)		2865.60

4.7.2.1.3 LIMPIEZA

a. Método de extracción

La extracción del mineral del material del tajo 6985 del nivel 3240 de la mina

Antapite se realizará con los siguientes equipos:

- Scoop LH 203 con capacidad de 2.2 yrd³
- Nautilus LHMR
- Locomotoras
- Carros mineros

La extracción del material se realizará con los Scoop LH 203 a control remoto, esto con el fin de evitar accidentes de caída de rocas.

b. Tiempo de limpieza

Tabla 15: Datos técnicos de extracción de mineral

Datos Técnicos Convoy U35		
Volumen U35	0.6	m ³
Densidad	2	m ³
Factor De Esponjamiento	0.3	%
Factor De Llenado	0.9	%
Capacidad U35	1.08	tm
Convoy U35	8	und
Capacidad Convoy	9	tm
Velocidad Lleno	3	km/hr
Velocidad Vacío	4.5	km/hr
Velocidad Promedio		km/hr
Hora Operativa	54	Min
Horas Guardia	6	hr
Maniobra	5	Min
Tiempo Carguío	15	Min
Tiempo Descarga	5	Min

Tiempo Cambio Dirección	5	Min
Desmante	110	Ton
Mineral	420	Ton
Metros	Minutos	m/minutos
1300	14	92.8571429
		km/hr
		5.6

Fuente: Elaboración propia

El cálculo de convoy de los carros mineros U35

Tipo	Zona de Carguío	Destino	Distancia (m)	Lleno (mnt)	Vacio (mnt)	Total, Ciclo	Ciclo/hr	Tn/hr
Convoy U35	CM01_BP_225_SE	Hechadero 3240	170	3.4	2.3	36	1.5	13.1
Convoy U35	CM01_BP_205_NW	Hechadero 3240	170	3.4	2.3	36	1.5	13.1

El uso de carros mineros U35 de acuerdo a la zona de carguío de mineral será de 1.5cilos/ hora.

c. Costo de extracción

Tabla 16: Costos de extracción con equipo Scoop LH 203

Costos Scoop LH 203			
Total, mineral - Desmante	3600.00	Tn	
Rend. Scoop	27	Tn/día	405.00
Horas /día scoop	15	Días	209
Costo scoop	55 UD\$ h - m	Costo día	880.00
Costo operador scoop	70.0	Costo/día	140.0
Combustible 3.5 gl/h	42	Costo/día	630

	Total, día	1,650.00
Costo total por hora	110.0 UD \$/ Hr	
Costo por tonelada	4.58 UD\$/Tn	

Fuente: Elaboración propia

El costo total de extracción de mineral considerando que se tiene 337.3 toneladas rotas

$$\text{Costo extracción} = 4.58 \text{ \$/ Ton} \times 337.30 \text{ Ton} = 1544.834 \text{ Ton.}$$

4.7.2.1.4 Ventilación

a. Caudal de ventilación

El ingreso de aire fresco por 04 Bocaminas (Nv.3240, Nv.3340, Nv. 3285 y Nv.3415) y 02 Chimeneas (RC 09 y RC 03); los cuales generan ingreso de aire limpio de 3,103.6 m³/min equivalente a 109,601 cfm. Además, se cuenta con ventiladores auxiliares que cumplen la función de inyectar aire a los frentes de exploración y desarrollos (galerías, cruceros, by pass, etc.) y las labores de producción (tajeos).

4.7.2.1.5 SOSTENIMIENTO Y RELLENO

a. Tipo de sostenimiento

El sostenimiento de las labores temporales del tajo 6985 del nivel 3240 de la mina Antapite se realizará con pernos Split Set de 5 y 7 pies.

b. Costo de sostenimiento

Los costos de sostenimiento según el tipo de perno de anclaje se muestran en las siguientes tablas

Tabla 17: Costos de instalación de pernos Split Set de 5'

Instalacion Split Set de 5'							
Tipo roca:	Semidura						
Longitud de perno:	5 pies		nro taladros		30		
Incluye: costo de los materiales de sostenimiento			unidades instaladas		30 und		
Item	Descripción	Incidencia	Unidad	Precio unitario		Subtotal \$	Total (\$)/ und
1.-	Mano de obra						
	Perforista	1.00	Tarea	54.23	\$/tarea	54.23	
	Ayudante de perforista	1.00	Tarea	50.87	\$/tarea	50.87	
						105.10	3.50
2.-	Epps						
	Perforista	1.00	Tarea	3.69	\$/tarea	3.69	
	Ayudante de perforista	1.00	Tarea	3.69	\$/tarea	3.69	
						7.39	0.25
3.-	Equipo y aceros de perforacion						
	Maquina perforadora	150	Pp	0.13	\$/ pie	19.51	
	Accesorios eq. Perforacion sd	150	Pp	0.12	\$/ pie	18.22	
						37.74	1.26
4.-	Materiales y herramientas						
	Herramientas para perforacion	1	Tarea	4.87	\$/tarea	4.87	
	Split set de 5' + accesorios	30	Und	4.10	\$/ und	123.12	
						127.99	4.27
A.-	Subtotal costos directos					278.21	9.27
5.-	Costos indirectos						
	Contingencias y prevención de pérdidas	3.00%			\$	8.35	0.28
	Utilidad	10.00%			\$	27.82	0.93

B.-	Subtotal costos indirectos	36.17	1.21
Total, costo x instalacion en soles (\$ / und)		10.50	

Fuente: elaboración propia

Para el sostenimiento con pernos split set de 5 pies el costo total será de 315\$/tajeo

Tabla 18: *costos de instalación de pernos Split Set de 7'*

Instalacion Split Set de 7'							
Longitud de barra :	7'						
Tipo roca:	Semidura			N° taladros:	30	Und	
Incluye:	costo de los materiales de sostenimiento			Unidades instaladas	30	Und	
Item	Descripcion	Incidencia	Unidad	Precio Unitario		Subtotal \$	Total (\$)/ und
1.-	Mano de obra						
	Perforista	1.00	Tarea	54.23	\$/tarea	54.23	
	Ayudante de perforista	1.00	Tarea	50.87	\$/tarea	50.87	
						130.25	4.34
2.-	Eeps						
	Perforista	1.00	Tarea	3.69	\$/tarea	3.69	
	Ayudante de perforista	1.00	Tarea	3.69	\$/tarea	3.69	
						8.77	0.29
3.-	Equipo y aceros de perforacion						
	Maquina perforadora	210	Pp	0.13	\$/ pie	27.32	
	Accesorios eq. Perforacion sd	210	Pp	0.12	\$/ pie	25.51	
						52.83	1.76
4.-	Materiales y herramientas						
	Herramientas para perforacion	1	Tarea	4.87	\$/tarea	4.87	
	Split set de 7' + accesorios	30	Und	4.95	\$/ und	148.50	
						153.37	5.11

A.-	Subtotal costos directos			345.22	11.51
5.-	Costos indirectos				
	Contingencias y prevención de pérdidas	3.00%	\$	10.36	0.35
	Utilidad	10.00%	\$	34.52	1.15
					1.50
B.-	Subtotal costos indirectos			44.88	1.50
	Total costo x unidad en soles (\$ / und)				13.00

Fuente: Elaboración propia

Para el sostenimiento con pernos Split Set de 7 pies el costo total será de 390\$/Tajeo

c. Tipo de relleno

El material de relleno posterior a la extracción del Tajo 6985 corresponde a una grava mal gradada (volcánico) con arcillas y arenas, GP-GC, de buena resistencia cortante. El ensayo triaxial realizado sobre una muestra compactada a una densidad equivalente al 86% de la MDS del ensayo Proctor Modificado, de 10 cm de diámetro, material que pasa el tamiz N° 4.

d. Costo de relleno

El costo de relleno detrítico es de 12 \$/m³; del cual el tajeo tiene un volumen a explotar de 108.8 m³.

$$\text{Costo de relleno detrítico} = 12 \text{ \$/m}^3 \times 108.8 \text{ m}^3 = 1305.60 \text{ \$/tajeo}$$

4.7.3 Costo de explotación con taladros largos en vetas angostas

El costo de explotación del tajo 6985 del nivel 3240 de la mina Antapite, con taladros largos de vetas angostas es la siguiente:

Tabla 19: Costo de tajeo mecanizado con taladros largos

Tajeo mecanizado - perforación voladura taladros largos						
Tipo	Relleno detritico		Explosivo		Anfo	
			Roca		Semidura	
Longitud de corte	27.20	M	N° taladros:		30 unidades	
Longitud de perforación	4.80	M	N° tal.carg.:		30 unidades	
Altura de corte	15.00	M	Perforación		61.64	M/día
Peso específico	3.10	T/m ³	Volumen		108.8	M3
Equipos:	Jumbo eh - Scooptram				337.3	Ton

Ítem	Descripción	Incidencia	Unidad	Precio Unitario		Subtotal \$	Total \$./ t
1.-	Mano de obra						
	Operador de jumbo	1.29	Tarea	71.00	\$/tarea	91.60	
	Ayudante de jumbo	1.29	Tarea	50.87	\$/tarea	65.62	
	Operador de Scoop	1.29	Tarea	60.27	\$/tarea	77.74	
	Parrillero	1.29	Tarea	50.87	\$/tarea	65.62	
	Cargador / disparador	1.29	Tarea	50.87	\$/tarea	65.62	
						366.21	1.09
2.-	EPP						
	Operador de jumbo	1.29	Tarea	2.40	\$/tarea	3.10	
	Ayudante de jumbo	1.29	Tarea	2.40	\$/tarea	3.10	
	Operador de Scoop	1.29	Tarea	2.40	\$/tarea	3.10	

	Parrillero	1.29	Tarea	2.40	\$/tarea	3.10	
	Cargador / disparador	1.29	Tarea	2.90	\$/tarea	3.74	
						16.13	0.05
3.-	Explosivos						
	Emulsion 1000 1"x 8"	0.00	Kg	0.00	S./ kg	0.00	
	Emulsion 3000 1"x 8"	9.05	Kg	0.00	\$/ kg	0.00	
	Nitrato de amonio (anfo)	31.50	Kg	0.69	\$/ kg	21.83	
	Detonador no electrico (exanel)	30.00	Und	1.06	\$/ und	31.68	
	Cordon detonante Carmex	200.00	M	0.22	\$/ m	44.00	
		6.00	Und	0.77	\$/ und	4.62	
						102.13	0.30
4.-	Aceros de perforacion						
	Barra de perforación t38 4 p	61.64	M	0.40	\$/ m	24.42	
	Broca boart 64 mm	61.64	M	0.17	\$/ m	10.27	
	Shank t38	61.64	M	0.12	\$/ m	7.52	
	Copa de afilado	61.64	M	0.02	\$/ m	1.37	
	Afilador de brocas	61.64	M	0.01	\$/ m	0.89	
	Coupling	61.64	M	0.02	\$/ m	1.45	
						45.92	0.14
5.-	Materiales y herramientas						
	Herramientas perforista	1	Tarea	14.61	\$/tarea	14.61	
	Parrillero	1	Tarea	3.74	\$/tarea	3.74	
						18.35	0.05
6.-	Equipos de contrata						
	Jumbo eh	5.00	H-m	80.00	\$/ h-m	400.00	
	Scooptram 2.5 yd3 extracción	10.00	H-m	58.30	\$/ h-m	583.00	
	Scooptram 2.5 yd3 relleno	14.50	H-m	58.30	\$/ h-m	845.35	
						1828.35	5.42
							7.05
A.-	Subtotal costos directos					2377.08	7.05

7.-	Costos indirectos				
	Contingencias y prevención de perdidas	3.00%	\$	71.31	0.21
	Utilidad	10.00%	\$	237.71	0.70
					0.92
B.-	Subtotal costos indirectos			309.02	0.92
	Total costo por tonelada (\$/ . / ton.)				7.96

Fuente: Elaboración propia

4.7.3.1 Costo unitario

De acuerdo a la tabla 23 el costo unitario del tajo 6985 del nivel 3240 es:

Costo unitario/ Ton = 7.96 \$/Ton

4.7.3.2 Costo total por tajeo

De acuerdo a la tabla 28 el costo total del tajo 6985 del nivel 3240 es:

Costo total /tajo = 7.96 \$/Ton x 337.3Ton /Tajo = 2971.468 \$/tajo

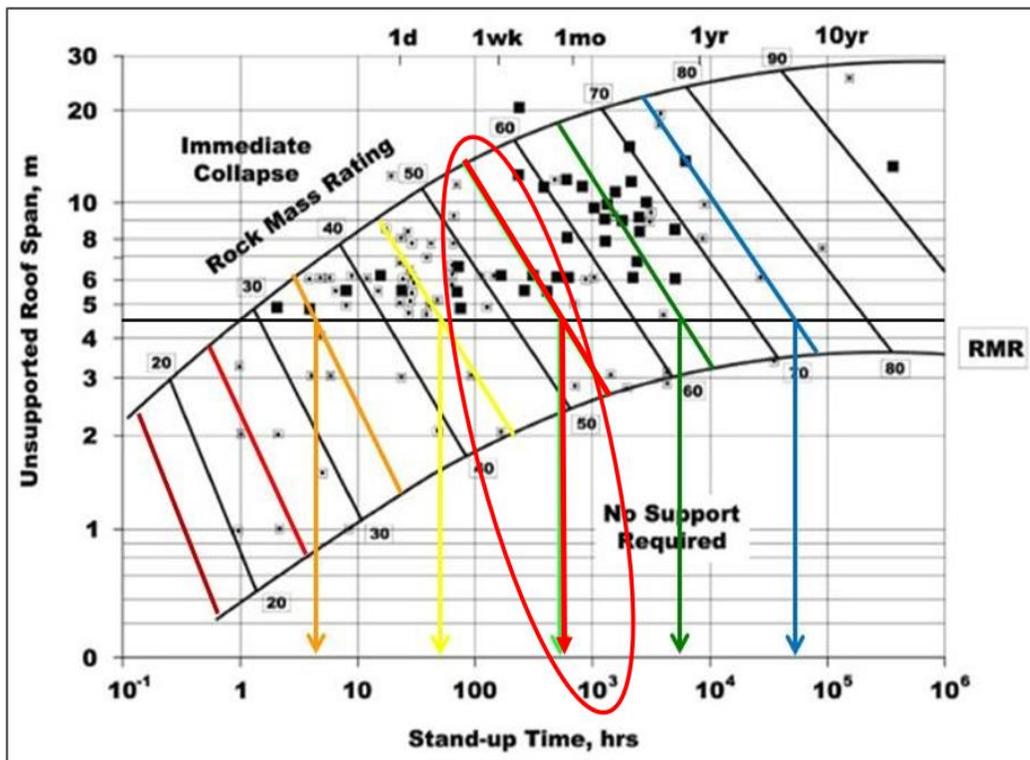
4.8 Instalación del Split set en labores de desarrollo, preparación y explotación

Para realizar la instalación de los pernos de anclaje Split Set, posterior de haber realizado la perforación del taladro, primero se instala el perno de anclaje Split Set, esta instalación se realizará con la ayuda de la maquina perforadora y posterior se introducen tres cartuchos de cemento. Durante la instalación, los cartuchos deben ser humedecidos y se cortaran longitudinalmente previo de realizar la instalación. Para llenar totalmente el taladro se debe taquear cada cartucho.

4.9 Tiempo de autososteminiento del tajo 6985 en el nivel 3240

Según la clasificación RMR del Tajo 6985 se encontró que es roca regular, el RMR Promedio es 55 y con la corrección del RMR_{wall} Prom. Es 61; de los cuales de acuerdo a la gráfica de auto sostenimiento se determina que el Tajo 6985 autososteniéndose es de 168 horas que equivale a 7 días aproximadamente; pero por fines de seguridad para la extracción de Tajo 6985 se realizó el sostenimiento de las cuñas encontradas con pernos Split Set de 5 y 7 pies de longitud; ya que las cuñas se cuentan con pesos considerables de 4.8 Ton y 4.9 Ton que pueden influenciar durante la extracción del Tajo 6985.

Figura 27: Tiempo de autososteminiento



Fuente: Departamento de geomecánica U.M. Sierra Antapite

4.10 Consideraciones sobre la clasificación geomecánica

El proceso de clasificación geomecánica de la masa rocosa implica “analizar e interpretar” información desarrollada en etapas previas, usando el sistema de “Clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski”. Los valores de resistencia a compresión de la roca fueron estimados usando “martillo de rebote y picota de geólogo”, los valores del índice de calidad de roca “R.Q.D.” fueron determinados mediante el registro volumétrico de diaclasas utilizando la relación propuesta por Palmstrom “ $RQD = 110 - 2.5J_v$, J_v : Número de discontinuidades/m³”. Según información obtenida en campo, se ha determinado la calidad de masa rocosa usando el sistema de clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski-1989, modificada por Romana-2000, definiendo dominios geomecánicos en rangos de calidad según el criterio mostrado en la tabla 24.

Para la determinación del RMR en el Tajo 6985 del nivel 3240:

- Ensayo de compresión simple promedio: 30 a 40
- RQD: 35% a 40%
- Separación entre diaclasas: 0.3 a 0.5m
- Longitud de discontinuidades: 0.2 a 1 metro
- Abertura: Menores a 0.1 mm
- Rugosidad: Muy rugosa
- Relleno: Duro < 5mm
- Agua: Seco a húmedo
- Observaciones: Inalterado, débil, fracturado, en ocasiones panizada

Tabla 20: Clasificaciones geomecánicas de Bienawski 1989

		Ensayo de carga puntual	>10	10-4	4-2	2-1	Compresión simple (Mpa)		
1	Resistencia de la matriz rocosa (Mpa)	Compresión simple	>250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1
	Puntuación RQD		15	12	7	4	2	1	0
	Puntuación		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	Separación entre diaclasas		20	17	13	6	3		
	Puntuación		>2m	0.6-2m	0.2-0.6m	0.06-0.2m	<0.06m		
	Longitud de discontinuidad		20	15	10	8	5		
	Puntuación		<1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m		
	Abertura		6	4	2	1	0		
	Puntuación		Nada	< 0.1mm	0.1 - 1.0mm	1 - 5mm	>5 mm		
	Rugosidad		6	5	3	1	0		
2	Puntuación		Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
	Relleno		6	5	3	1	0		
	Puntuación		Ninguno	Relleno duro (<5mm)	Relleno duro(>5mm)	Relleno blando(<5mm)	Relleno blando(>5mm)		
	Alteración		6	5	3	1	0		
	Puntuación		Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
	Alteración		6	5	3	1	0		
	Puntuación		Nulo	<10 litros/min	10 -25 litros/min	25 -125 litros/min	>125 litros/min		
	Relación: Presión de agua/Tensión principal mayor		0	0.1	0.1 -0.2	0.2 - 0.5	>0.5		
	Estado general		Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		

Puntuación		15	10	7	4	0
Correcciones por la orientación de las discontinuidades						
Dirección y buzamiento		Muy favorables	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables
	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
Puntuación	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-2	-25	-50	-60

Fuente: Bienawski – 1989

$$RMR=4+6+10+6+5+5+5+6+7=55$$

Corrigiendo con el criterio de Palmstrom A. and Broch se verifica el RMR promedio.

$$RMR \text{ prom wall}=61$$

Tabla 21: Criterio para la clasificación geomecánica

CODIGO	RMR	CLASE DE ROCA
	71 - 80	Buena A
	61 - 70	Buena B
	51 - 60	Regular A
	41 - 50	Regular B
	21 - 40	Mala
	0 - 20	Muy pobre

Fuente: Departamento de geomecánica U.M. Antapite

Figura 28 Cartilla geomecánica en la Unidad minera Antapite

SIERRA SUN GROUP MINERÍA SOSTENIBLE		CARTILLA GEOMECANICA																	
<table border="1"> <tr> <th>Tipo Roca</th> <th>RMR</th> </tr> <tr> <td>I</td> <td>> 81</td> </tr> <tr> <td>II</td> <td>61 - 80</td> </tr> <tr> <td>III - A</td> <td>51 - 60</td> </tr> <tr> <td>III - B</td> <td>41 - 50</td> </tr> <tr> <td>IV - A</td> <td>31 - 40</td> </tr> <tr> <td>IV - B</td> <td>21 - 30</td> </tr> <tr> <td>V</td> <td>0 - 20</td> </tr> </table>	Tipo Roca	RMR	I	> 81	II	61 - 80	III - A	51 - 60	III - B	41 - 50	IV - A	31 - 40	IV - B	21 - 30	V	0 - 20	CONDICION ESTRUCTURA CONDICION SUPERFICIAL	CLASIFICACION GSI/RMR Sostenimiento Inmediato Metro Avanzado Metro Sostenido	(B) BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUCOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA (Rc > 100 A 250 Mpa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE LA PICOTA)
Tipo Roca	RMR																		
I	> 81																		
II	61 - 80																		
III - A	51 - 60																		
III - B	41 - 50																		
IV - A	31 - 40																		
IV - B	21 - 30																		
V	0 - 20																		
			(R) REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS (Rc > 50 A 100 Mpa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE LA PICOTA)																
			(P) POBRE (MODERADAMENTE RESIST. LEVEMENTE ALT.) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIASCIONES, MUY ABIERTA (RELLENO O COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA PEQUEÑO (Rc 25 a 50mpa) SE INDENTA SUPERFICIALEMENTE)																
			(MP) MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRIADA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS (Rc < 25 Mpa) (SE DISREGGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)																
	LEVEMENTE FRACTURADA (LF) TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75 - 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO)	LF/B LF/R	MARTILLO DE GEOLOGO 																
	MODERADAMENTE FRACTURADA (F) MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75) (7 A 12 FRACT. POR METRO)	F/B F/R F/P F/MP																	
	MUY FRACTURADA (MF) MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) (13 A 20 FRACT. POR METRO)	MF/B MF/R MF/P MF/MP																	
	INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)	IF/B IF/R IF/P IF/MP																	
	TRITURADA O RELLENO (T) LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISREGGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)	T/P T/MP																	
	CONDICION ESTRUCTURA CONDICION SUPERFICIAL		MARTILLO DE GEOLOGO 																
			(P) POBRE (MODERADAMENTE RESIST. LEVEMENTE ALT.) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIASCIONES, MUY ABIERTA (RELLENO O COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA PEQUEÑO (Rc 25 a 50mpa) SE INDENTA SUPERFICIALEMENTE)																
			(MP) MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRIADA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS (Rc < 25 Mpa) (SE DISREGGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)																
			(T) TRITURADA O RELLENO (SIN RQD)																
			FLEXÓMETRO 																

Labor Permanente		Labor permanente > 1 años		Sección de la Labor (m)	
Tipo Roca	Clasificación GSI	Condición superficial	Excavaciones hasta 6.0m		
I	MUY BUENA I	LF/B	BUENA: se rompe con varios golpes de picota MUY POBRE: se desmenuza o indenta profundamente	P1	
II	BUENA II	F/B - LF/R		P2	
III - A	REGULAR III - A	F/R - MF/B		P3	
III - B	REGULAR III - B	F/P - MF/R		P4	
IV - A	MALA IV - A	MF/P - IF/R		P5	
IV - B	MALA IV - B	MF/MP - IF/P	P6*		
V	MUY MALA V	IF/MP - T/MP - T/P		NO EXCAVAR	

Labor Temporal		Labor temporal <= 1 años		Sección de la Labor (m)	
Tipo Roca	Clasificación GSI	Condición Estructura	Excavaciones hasta 9.0m		
I	MUY BUENA I	LF/B	LEVEMENTE FRACTURADO: 2 a 6 fracturas por metro lineal o metro cuadrado MUY FRACTURADO: De 12 a 20 fracturas por metro lineal o metro cuadrado	T1	
II	BUENA II	F/B - LF/R		T2	
III - A	REGULAR III - A	F/R - MF/B		T3	
III - B	REGULAR III - B	F/P - MF/R		T4	
IV - A	MALA IV - A	MF/P - IF/R		T5	
IV - B	MALA IV - B	MF/MP - IF/P		T6	
V	MUY MALA V	IF/MP - T/MP - T/P		P6	

Tipo de Sostenimiento		FACTORES INFLUYENTES	
Cod.	Descripción del Sostenimiento	FLUJO DE AGUA ESFUERZOS INDUCIDOS VOLADURA DEFICIENTE PRESENCIA DE FALLAS	
P1	Perno de anclaje ocasional	SIN FACTORES INFLUYENTES CON FACTORES INFLUYENTES 	
P2	Perno de anclaje sist. 1.50m x 1.50m + Malla electrosoldada		
P3	Perno de anclaje sist. 1.20m x 1.20m + Malla electrosoldada		
P4	SHFR 2"(5 Kg/m3) + perno de anclaje sist. 1.50m x 1.50m		
P5	SHFR 2"(5 Kg/m3) + P3 + SH de 1" cubriendo la malla		
P6	SHFR 2"(5 Kg/m3) + Cimbra metálica viga H6 espaciada a 1.20m		
T1	Perno de anclaje ocasional		
T2	Perno de anclaje sist. 1.50m x 1.50m + Malla electrosoldada		
T3	Perno de anclaje sist. 1.30m x 1.30m + Malla electrosoldada		
T4	Perno de anclaje sist. 1.10m x 1.10m + Malla electrosoldada		
T5	SHFR 2"(5 Kg/m3) + perno de anclaje sist. 1.20m x 1.20m		
T6	SHFR 2"(5 Kg/m3) + T3 + SH de 1" cubriendo la malla		
La longitud de los pernos esta en función a la recomendación geomecánica de acuerdo a la sección de cada labor.			

IMPORTANTE: *Cualquier modificación o cambio en las dimensiones de las labores el sostenimiento se definirá bajo evaluación y recomendación del Área de Geomecánica. El sostenimiento de intersecciones es de acuerdo al estándar

Fuente: Departamento de geomecánica Unidad minera Antapite

La clasificación geomecánica de la masa rocosa para propósitos de este informe en el área de interés, se obtiene del “proceso, análisis e interpretación” de información litológica- estructural. Los resultados del proceso de clasificación geomecánica en este informe se expresan en términos del RMR (resumen ensayos de campo, resumen clasificación geomecánica). En los siguientes párrafos se presenta el resumen de las características “litológicas, estructurales y geomecánicas” que definen a los dominios conceptuados en áreas de interés.

Tabla 22: Clasificación geomecánica U.M. Antapite

Estación	Rango/ Calidad	Caja Piso Alejado	Caja Piso Inmediato	Mineral	Caja Techo Inmediato	Caja techo alejado
Estación 1	Rango RMR	55 a 70	40 a 55	38 a 45	35 a 45	55 a 70
	Calidad	III A a III B	III A a III B	IV a III B	IV a III B	III A a IIB
Estación 2	Rango RMR	45 a 58	38 a 45	35 a 42	35 a 45	45 a 55
	Calidad	III A a III B	IV a III B	IV a III B	IV a III B	III A a III B
Estación 3	Rango RMR	55 a 75	55 a 65	45 a 55	55 a 75	55 a 65
	Calidad	III A a IIA	III A a IIB	III A a III B	III A a IIA	III A a IIB
Estación 4	Rango RMR	45 a 58	38 a 45	35 a 45	35 a 45	45 a 58
	Calidad	III A a III B	IV a III B	IV a III B	IV a III B	III A a III B

Fuente: Departamento de geomecánica U.M. Antapite

4.11 Aspectos litológicos

La mineralización de Antapite, es del tipo relleno de fracturas, su origen es hidrotermal de baja sulfuración con ensamble formado por cuarzo, sericita, pirita y oro como MENA. El oro ocurre con paragénesis con cuarzo gris y cuarzo blanco en estado

nativo o como electrum, asociados con sulfuros principalmente con pirita como un halo de menos de un metro de cuarzo-sericita.

La roca encajonante, tanto el techo como el piso, está formada por lavas, brechas y tobas, todas de composición andesítica, de la Unidad Inferior Machucancho, que yace sobre el batolito de la Costa. Las cajas piso inmediata tiene mayormente alteración argílica y la caja techo inmediata tiene mayormente alteración fílica.

4.12 Consideraciones sobre el diseño geomecánico

4.12.1 Ensayos de campo

Los ensayos se han realizado con el objetivo de estimar datos de resistencia a compresión de la roca usando “el martillo de rebote y la picota de geólogo”, resistencia de los suelos “penetrómetro de bolsillo”. Adicionalmente se han realizados mediciones directas en la masa rocosa para estimar el índice de calidad de roca (R.Q.D.) mediante registro volumétrico de discontinuidades estructurales, determinar el coeficiente de rugosidad en paredes de las discontinuidades estructurales (JRC) y el ángulo de fricción residual usando el tablero inclinable (Tilt-Test).

4.12.2 Datos de laboratorio

La empresa minera Sierra Antapite, para fines del informe ha realizado los resultados de los ensayos de mecánica de rocas realizados en los laboratorios de mecánica de rocas de la UNI.

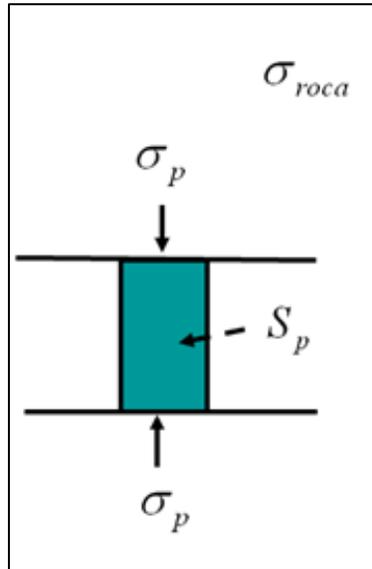
4.12.3 Dimensionamiento de pilares (by pass y ventanas)

4.12.3.1 Método de análisis y calculo

Para el análisis y cálculo, se está aplicando los conceptos de diseño de pilares por el método de Lundes y Pakalnis.

Donde es necesario determinar los siguientes parámetros.

Figura 29: Esfuerzos de pilares



Fuente: Departamento de geomecánica U.M. Antapite

Donde:

- σ_p : Campo de esfuerzos actuando sobre el pilar
- σ_{roca} : Campo de esfuerzos presente en la roca o in-situ
- S_p : Resistencia del pilar.

Para el diseño, se tiene en consideración las siguientes dimensiones de las labores:

- Sección de Ventanas 2.4 x 2.4
- Sección de By pass 2.7 x 2.7

Para determinar los esfuerzos en el macizo rocoso se está considerando una carga Litostática de 850 mt. de altura.

4.13 Control de desprendimiento de las cajas

Debemos tener en consideración que la perforación de los taladros largos debe realizarse en el mismo material de relleno o estructura mineralizada. Con la perforación en los límites o roca caja piso. Se perturba está generando condiciones de inestabilidad en la roca caja piso de la estructura mineralizada, aumentando la dilución por el desprendimiento de las cajas (ELOS). Esta condición hace necesario evaluar la posibilidad de realizar los taladros de perforación radiales, en la misma estructura o relleno.

4.13.1 Análisis del macizo rocoso

Para obtener los parámetros geomecánicos se ha realizado el mapeo geomecánico en una estación del Tajo 6985 del nivel 3240 obteniéndose los siguientes resultados:

4.13.1.1 Discontinuidades

La roca se encuentra fracturada con dos sistemas de diaclasas que generan superficies de debilidad.

4.13.1.2 Persistencia de discontinuidad

La extensión de los planos de las discontinuidades no es muy alta, longitudes que varían entre 0.1 a 3m.

4.13.1.3 Espaciamiento de discontinuidades

El espaciamiento promedio entre discontinuidades está en el orden de 0.20m a 0.60m.

4.13.1.4 Separación de las superficies de las discontinuidades:

Extremadamente estrecha a cerrada entre 0.1 a 1.0 mm, después de la excavación se genera la separación de las discontinuidades por relajamiento.

4.13.1.5 Rugosidad

Ligeramente rugosas a rugosas, onduladas en casi todos los planos de las discontinuidades (diaclasas).

4.13.1.6 Relleno

Se tiene como relleno arcillas en menor cantidad, en algunos casos son limpias sin relleno, también presentan relleno cristalizado como cuarzo y calcitas.

4.13.1.7 Humedad y permeabilidad del relleno

Los materiales de relleno están ligeramente húmedos, la humedad que presenta es por condición ambiental.

4.13.1.8 Grado de alteración

Es débil principalmente en los planos de discontinuidad argilitización 10% y calcificación 5%, así como silicificación.

4.13.1.9 Número de familias de discontinuidades

Presenta dos sistemas de discontinuidades bien marcadas y una aleatoria siendo predominante las de orientación SE-NW.

4.13.1.10 Grado de fracturamiento

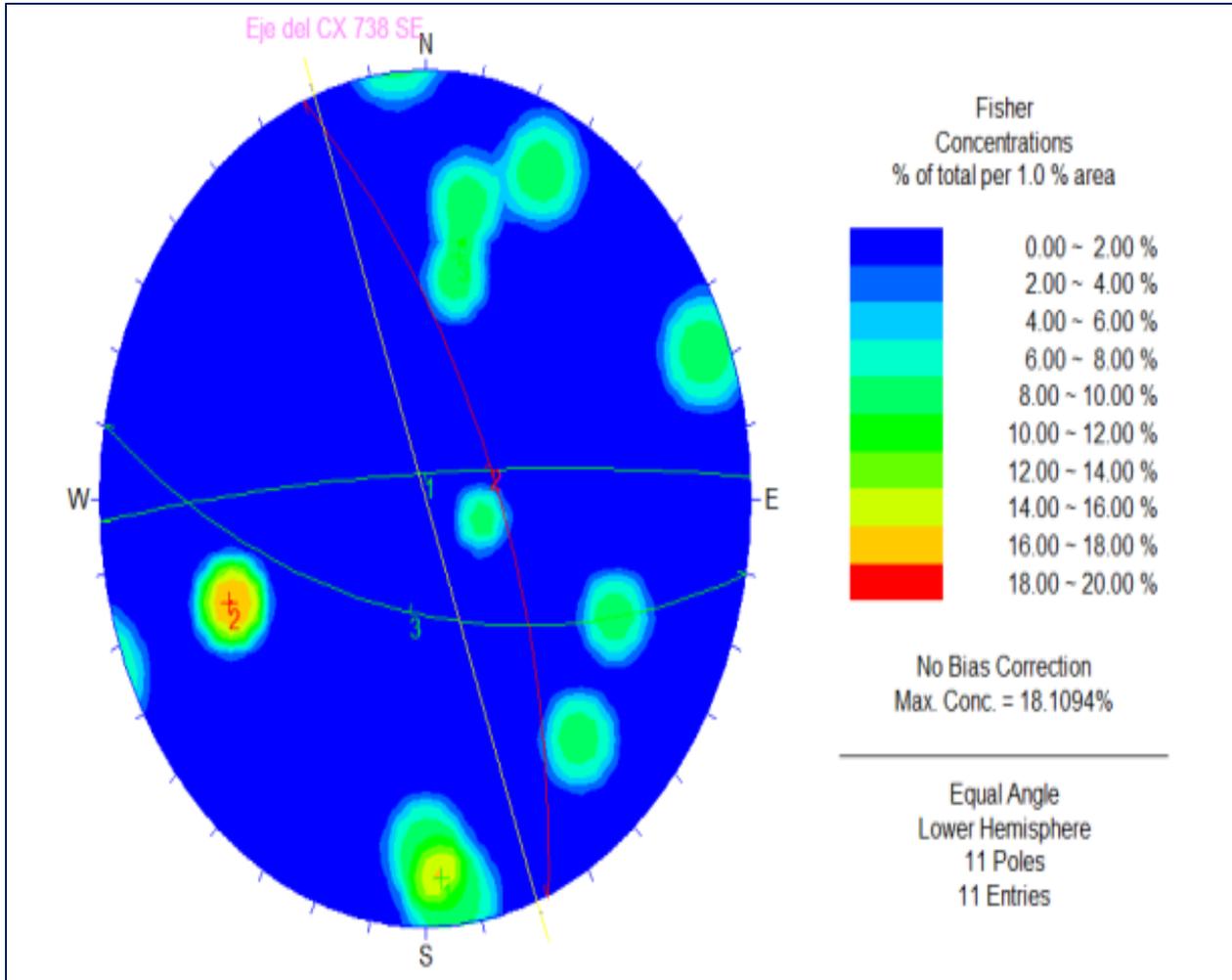
Moderadamente fracturada con dos sistemas de discontinuidades más una aleatoria (10cm < espac. entre diaclasas < 20cm).

Labor permanente de Calidad Regular IIIA (RMR=55-60); el tiempo de autosoporte de 7 días, el requerimiento del sostenimiento es de Malla electrosoldada + pernos Split set de 5 pies con espaciamiento de 2.40 x 1.50m.

En toda la excavación del Tajo se ha realizados el levantamiento geomecánico de las discontinuidades estructurales, mediante la medición de su orientación, espaciado,

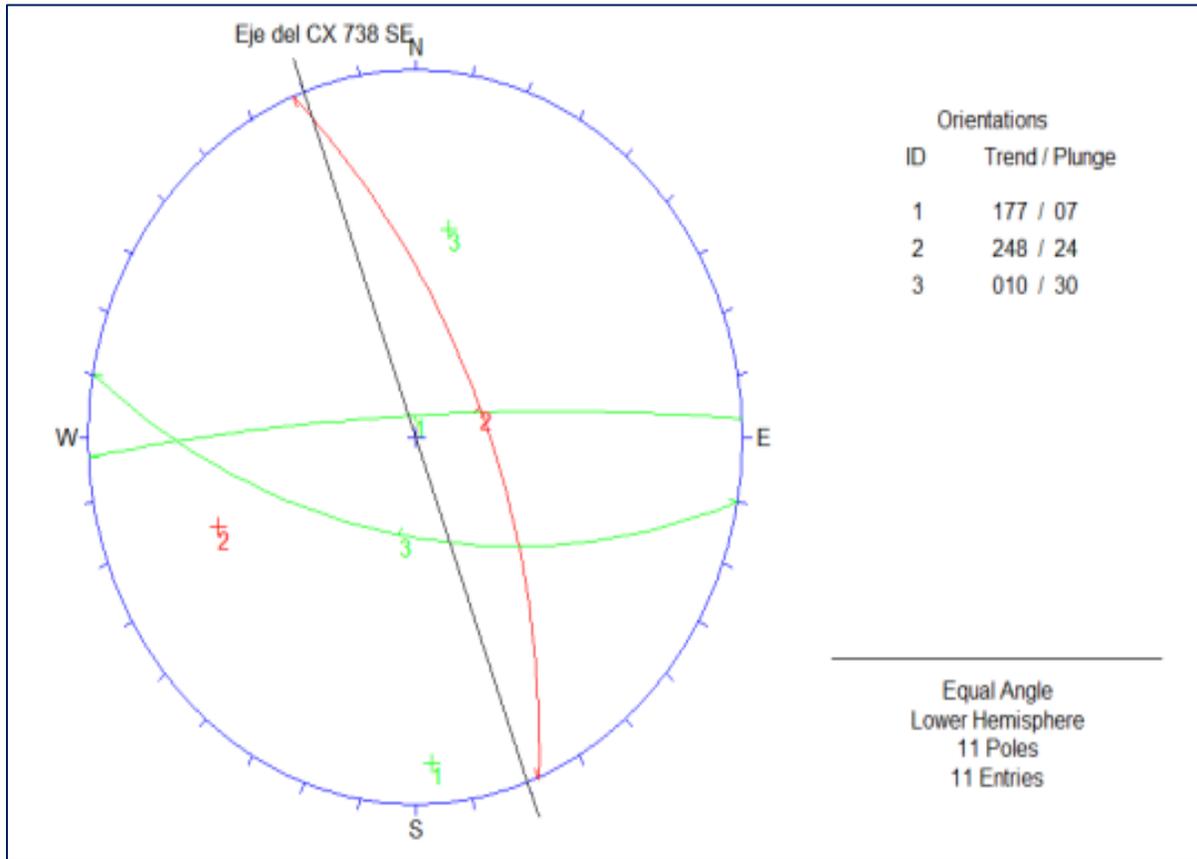
continuidad, apertura, relleno, rugosidad y presencia de agua. En la figura 30 se muestra los contornos de los polos medidos y en la figura 31 los planos medidos de las dos familias y una aleatoria, así como la dirección de los planos de discontinuidades.

Figura 30: Contorno de polos medios



Fuente: Elaboración propia

Figura 31: Planos medios de las principales familias de juntas

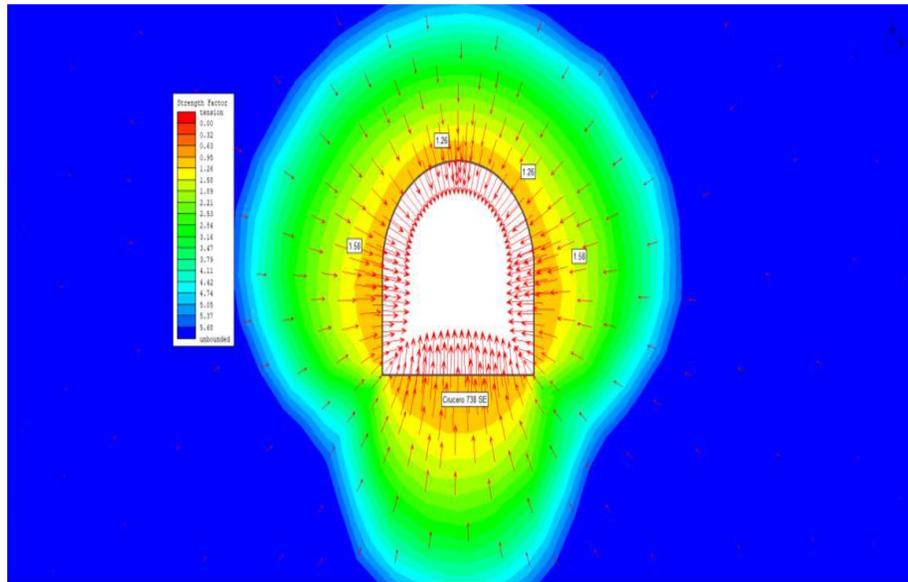


Fuente: Elaboración propia

4.14 Análisis tenso deformacional

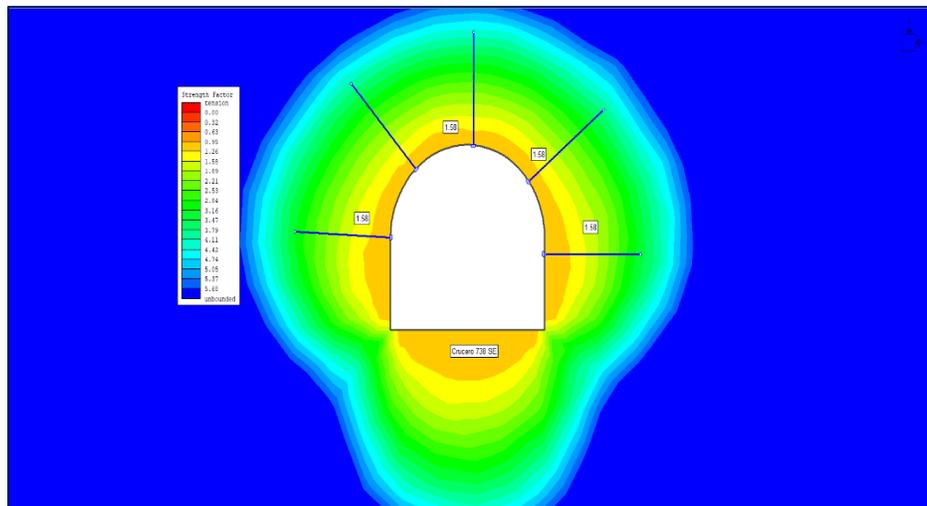
Para este análisis se empleó el programa Phase2 v8.0, considerando dos hipótesis de cálculo. En la primera de ellas se ha considerado la excavación del Tajo 6985 del nivel 3240 sin considerar ningún elemento de sostenimiento y en la segunda hipótesis se incluye la acción de los pernos.

Figura 32: Orientación de esfuerzos y factor de seguridad 1.58 en el entorno de la excavación de ventanas de extracción para la explotación del Tajo 6985



Fuente: Elaboración propia

Figura 33: Instalación de sostenimiento en la ventana extracción para la explotación del Tajo 6985



Fuente: Elaboración propia

4.15 Sostenimiento con pernos split set

4.15.1 Pernos de anclaje para labores de desarrollo

Los pernos refuerzan a la roca desde el instante de su colocación. Existen muchos tipos de pernos que se diferencian por la característica del anclaje (pernos de expansión, de adherencia o de fricción), o por su capacidad de deformarse (pernos rígidos o pernos dinámicos).

El tipo de perno a emplear en el macizo rocoso a sostener se determinará por las características estructurales del macizo rocoso y el efecto que se quiere lograr con ellos.

Es necesario recalcar que estos elementos de sostenimiento tienen una resistencia en cuanto a la capacidad de resistencia a la tracción del acero, y otra resistencia a la adherencia que se obtiene en la interface del mortero de cemento y/o resina con el macizo rocoso.

Tabla 23: Propiedades de los pernos de anclaje

Propiedades de los pernos de anclaje		
Tipo de perno	Resistencia del límite elástico	Resistencia a la ruptura
	(t)	(t)
Barra Helicoidal	6.1	10.2 (grado 690MPa)
Split set (SS-39)	12.7	14
Swellex estándar	N/A	11
1/4"x4" Strap(MS)	25	39

Fuente: Elaboración propia

Split set: Los estabilizadores de fricción (Split set) son muy sensibles al diámetro del taladro; para Split set de 39 mm, el taladro será de 36 a 38 mm

4.15.2 Perforación

La longitud de los barrenos y brocas de perforación para los pernos de fricción Split set de 5' y 7' pies se mencionan a continuación:

- Pernos de fricción – split set de 5': barrenos de 2', 4' y 6' con brocas de 36mm a 38mm.
- Pernos de fricción – split set de 7': barrenos de 4', 6' y 8' con brocas de 36mm a 38mm.

La longitud del taladro será igual a 7 pies o 5 pies, 2.10 m o 1.50 m respectivamente como mínimo, estos taladros estarán orientados perpendicularmente a las estratificaciones o planos de discontinuidad, o en su defecto se realizará el sostenimiento en forma radial, generando bóveda respecto a la familia de discontinuidades, espaciados de acuerdo a la recomendación geomecánica.

Para secciones menores o iguales a 3.00 m x 3.00 m se usarán pernos de fricción Split set de 5 pies.

Para secciones mayores a 3.0m x 3.0m se usarán pernos de fricción Split set de 7 pies, solo el geomecánico determinará el cambio en la longitud de los pernos de Split Set con respecto a la sección de la labor.

La altura de perforación mínima para Jack leg será de 2.40 mts, pasado esta altura deberá usarse plataforma y/o carga para labores de avance y explotación.

4.15.2.1 Especificaciones técnicas de los pernos Split set

De acuerdo a la longitud del perno que se usara durante las etapas de explotación y desarrollo se usaran los pernos de 5 pies o de 7 pies, según como muestra el cuadro en adjunto.

Tabla 24: Especificaciones técnicas de pernos Split set

Características del Split set	5'	7'
Longitud del Split set (L)	5' (+/-1/4")	7' (+/-1/4")
Diámetro del Split set (D Φ)	39.5mm +/-0.3mm	39.5mm +/- 0.3mm
Punta Cónica del Split set (L1)	80 (+/-10mm) de largo	80 (+/-10mm) de largo
Norma de Acero	ASTM A1011HS60-1	

Fuente: Elaboración propia

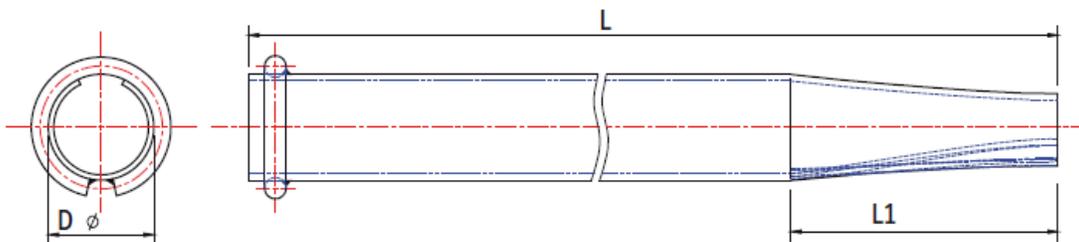
Asimismo, se presenta las dimensiones de la planchuela que se usara en el sostenimiento de los pernos de fricción Split set.

Tabla 25: Dimensiones de la planchuela

Dimensiones de la planchuela	
Espesor(mm)	4.0 mm (+/-0.1mm)
Lado(mm)	150mmx150mm (+/-1.0mm)
Diámetro del agujero de la placa (mm)	42 mm (+/-0.5mm)
Tipo de Acero	ASTM A36

Fuente: Elaboración propia

Figura 34: Perno de fricción Split Set



Fuente: Departamento de geomecánica U.M. Antapite

Figura 35: Planchuelas

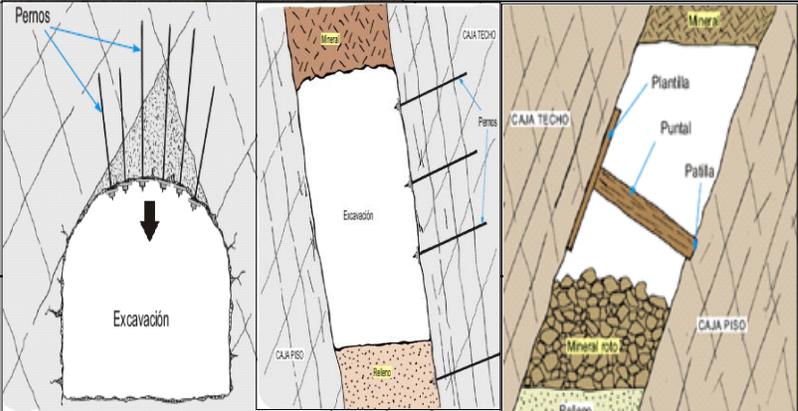
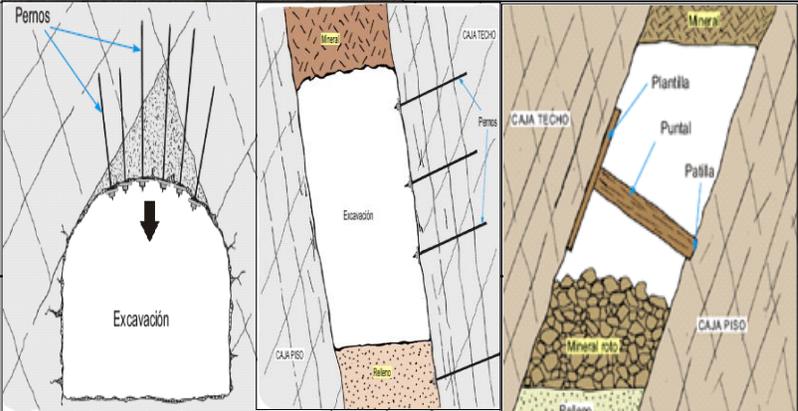


Fuente: Elaboración propia

4.15.3 Instalación del perno Split set en labores de desarrollo

- La instalación del perno de fricción se iniciará desde la corona hacia los hastiales tomando como referencia el eje de la labor.
- El perno de fricción no se colocará en un taladro que este en falla o paralelo a ella.
- La platina debe quedar pegada, mínimo por los tres lados de la superficie de la roca.
- Los Pernos de Fricción (antes o después de la instalación) nunca serán usados como elementos de estandarización de servicios.
- Enfoque obligatorio: Taladro perforado, perno de fricción instalado (No se permite acumular taladros).
- La instalación se realizará con una maquina Jackleg y un adaptador de Split set.
- Siempre se mantendrá el orden y limpieza de los elementos de sostenimiento en todo momento.
- Macizo rocoso en los cuales pueden instalarse (Ver Figura 36)

Figura 36: Macizo rocosos que se pueden instalar los pernos

TIPO	CALIDAD	TIPOS GSI	TIPOS DE SOSTENIMIENTO
II A	BUENA	LF/B	
II B	BUENA	LF/R, F/B, F/R, MF/B	
III A	REGULAR	F/R, F/P, MF/B, MF/R, IF/B	

Fuente: Departamento de geomecánica U.M. Antapite

4.16 Cálculo de esfuerzos in situ

Para el cálculo de esfuerzos del tajo 6985 de explotación del nivel 3240; de acuerdo a la evaluación en campo se considera RMR de III A con un valor promedio de 56 y valor de RMR II B con un valor promedio de 64 en roca andesítica, considerando que la profundidad de labor del tajeo es de 850 m, se obtuvo resultados de esfuerzo vertical de 22.95 Mpa y esfuerzo horizontal de 22.95 Mpa, de las cuales para este estudio se consideró el mismo valor para el esfuerzo horizontal, esto quiere decir: $\sigma_v = \sigma_h$.

De acuerdo a la gráfica y fórmulas de tensiones gravitacionales se determinó para el Tajo 6985 del nivel 3240

Tabla 26: Esfuerzos verticales y horizontales

Gravitacionales $\sigma_v=0.027*z$				
z	k	G	σ_v Mpa	σ_h Mpa
50	1.00	9.8	1.35	1.35
100	1.00	9.8	2.7	2.7
200	1.00	9.8	5.4	5.4
300	1.00	9.8	8.1	8.1
400	1.00	9.8	10.8	10.8
550	1.00	9.8	14.85	14.85
600	1.00	9.8	16.2	16.2
650	1.00	9.8	17.55	17.55
700	1.00	9.8	18.9	18.9
750	1.00	9.8	20.25	20.25
800	1.00	9.8	21.6	21.6
850	1.00	9.8	22.95	22.95
1500	1.00	9.8	40.5	40.5

Fuente: Elaboración propia

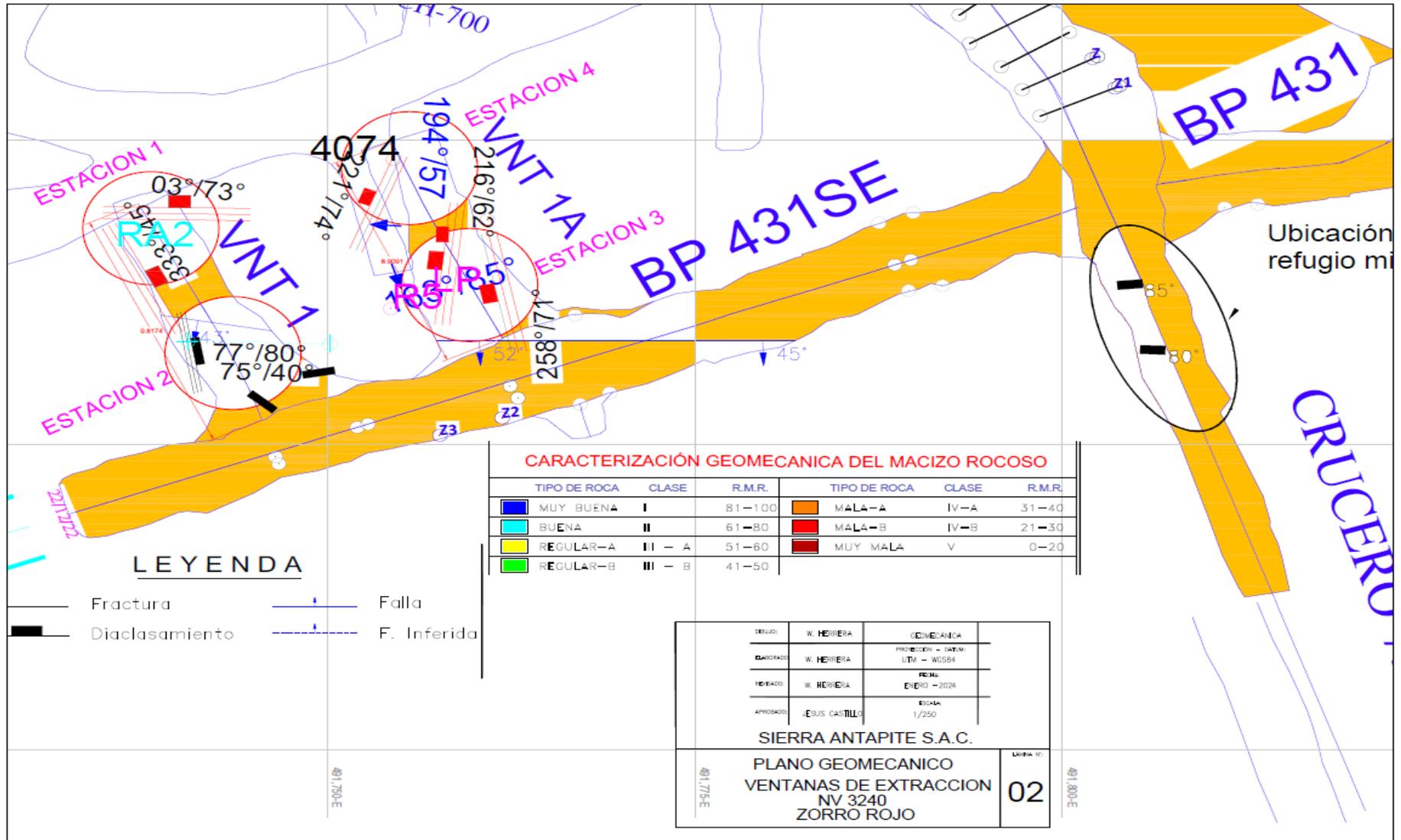
CAPITULO V

ANALISIS Y DISCUSION DE RESULTADOS

De acuerdo a los resultados que se obtuvieron y se presentaron en el informe final es que el uso de los pernos Split Set para el sostenimiento de labores de desarrollo, explotación y preparación de acuerdo a las características geomecánicas de las rocas presentadas se muestra la factibilidad para el uso de Split Set para sostenimiento dentro de las labores subterráneas del tajo 6985 en el nivel 3240 de la U.M. Antapite.

5.1 Análisis de las características del macizo rocoso en las estaciones geomecánicas

Figura 37: Estaciones geomecánicas de labores temporales (ventanas de extracción)

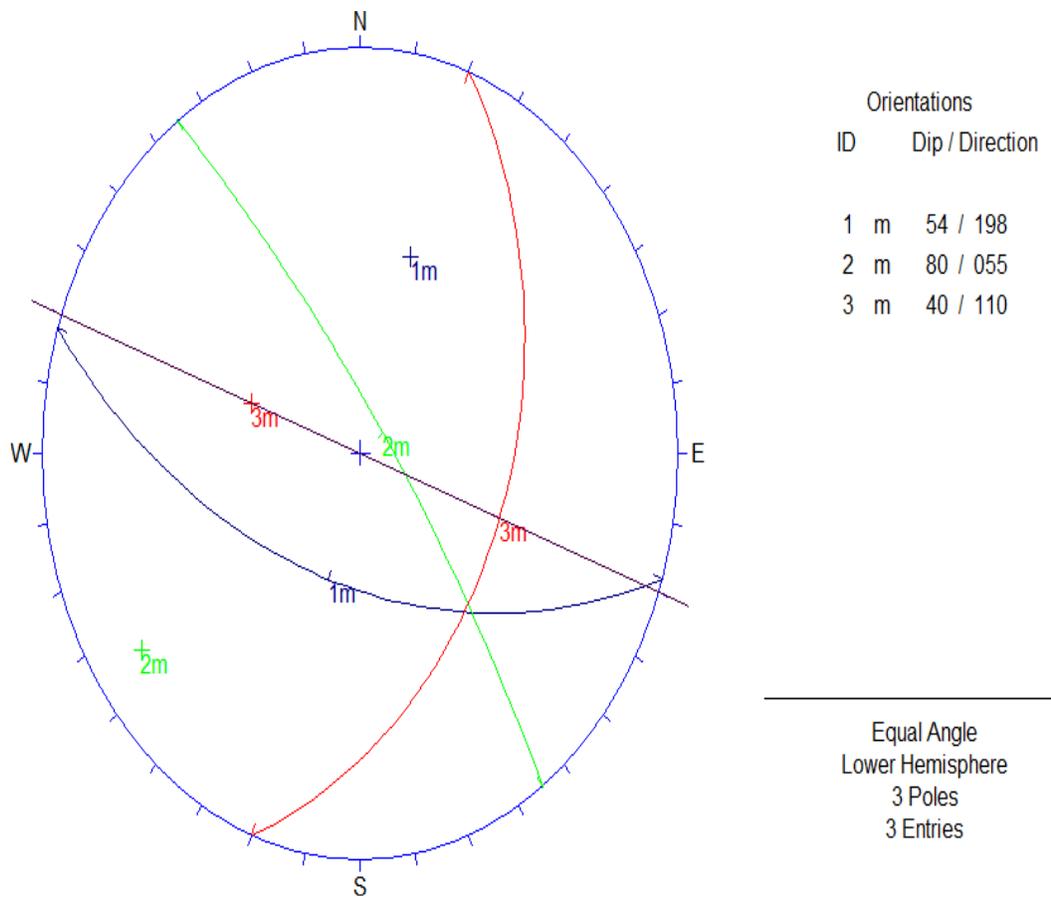


Fuente: Elaboración propia

5.1.1 Análisis del macizo rocoso en la estación geomecánica 1

En esta estación geomecánica se detectó que existe falla persistente al piso que, en zonas de ensanchamiento, ocasionalmente presencia de filtración de agua en forma de ligero a goteo. La veta se presenta en potencias registradas en el rango de 0.20 metros a 2.50 metros.

Figura 38: Diagrama estereográfico de contornos estación geomecánica 1



Fuente: Elaboración propia

Tabla 27: Características geomecánicas de la estación geomecánica 1

Características geomecánicas principales	Masa Rocosa			
	<i>Mineral</i>	<i>Caja techo</i>	<i>Caja piso</i>	<i>Roca sana</i>
G.S.I.	IF/M - MF/R	MF/M – IF/R	IF/MM - IF/M	MF/R – F/B
MR	25 a 50	40 a 50	20 a 35	45 a 70
Calidad de la masa rocosa	Mala a Regular	Mala a Regular	Muy Mala a Mala	Regular a Buena
Resis. compresiva (MPa)	25 a 50	35 a 75	15 a 30	80 a 150
RQD (%)	15 - 30	15 - 35	10	50 a 90
Espaciamiento (m)	< 0.06	0.06 – 0.20	< 0.06	0.2 a 0.6
Condición de juntas	Poco persistente, apertura < 1mm lig. rugosas, relleno duro < 5 mm, ligera a moderada alteración	Persistencia > 10m, apertura < 1mm, lisas, relleno suave < 5 mm, ligera a moderada alteración	Persistencia > 10m, apertura < 1 mm, lisas con relleno suave > 5 mm, muy alterada	Persistencia de 3 a 10m, cerradas, ligeramente rugosas a ligeramente intemperizada
Agua	Húmedo a Mojado Regular a Duro,	Seco a húmedo Medianamente	Húmedo a Mojado Débil,	Seco a húmedo Características
Observaciones	fracturado y moderadamente alterado	dura, fracturada y ligera a moderadamente alterada	intensamente fracturada panizada y muy alterada	geomecánicas favorables

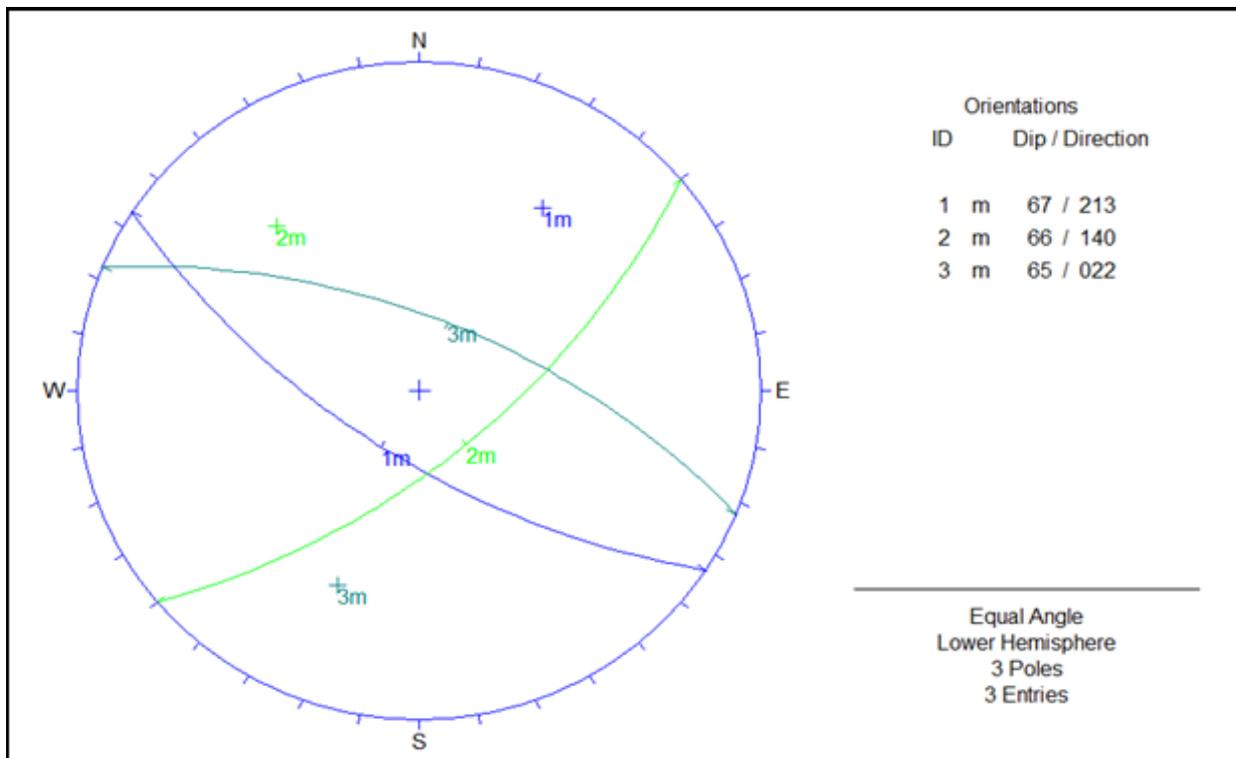
Fuente: Elaboración propia

5.1.2 Análisis del macizo rocoso en la estación geomecánica 2

Las estructuras mayores, conformadas por las fallas, presentan persistencias de decenas a centenas de metros, apertura de 1.5 mm, rellenos de panizos, brechas, cuarzo molido y óxidos de hierro, de hasta 50 cm de espesor, principalmente en la caja piso; las paredes son lisas a espejos de falla, esta última principalmente en la caja techo, muy intemperizadas y con presencia de agua en condición de mojadas a goteo.

Las estructuras menores, conformadas por diaclasas, en la masa rocosa mineralizada, presentan espaciamientos menores que 6 cm, persistencias de 3-10 m, aperturas de 0.1 – 1.0 mm, paredes ligeramente rugosas, rellenos suaves menores de 5 mm, muy intemperizadas y con presencia de agua en condiciones de húmedo a mojado.

Figura 39: Diagrama estereográfico de contornos estación geomecánica 2



Fuente: Elaboración propia

Tabla 28: Características geomecánicas de la estación geomecánica 2

Características geomecánicas principales	Mineral	Caja piso	Caja Techo
G.S.I	IF/R - MF/M	MF/R - IF/R	MF/B -F/R
RMR	30 a 40	40 a 55	55 a 70
Calidad de la masa Rocosa	Mala	Regular	Regular a buena
Resis. Compresiva (Mpa)	25-50	25-50	70-150
RQD (%)	10-15	20-35	50-90
Espaciamiento (m)	<0.06	0.06-0.20	0.2 - 0.6
Condición de juntas	Poco persistente, apertura < 1mm ligeramente rugosas, relleno suave < 5 mm, moderada alteración.	Persistencia > 10m, apertura menor a 1 mm, lisas con relleno suave < 1mm, moderada a muy alterada.	Persistencia de 3 a 10m, cerradas, ligeramente rugosas, con patinas de óxidos, ligeramente alterada.
Agua	Seco a Húmedo	Seco a Húmedo	Seco a Húmedo
Observaciones	Débil, fracturado y alterado	Débil, fracturado, en ocasiones panizada y alterada	Condiciones geomecánicas favorables

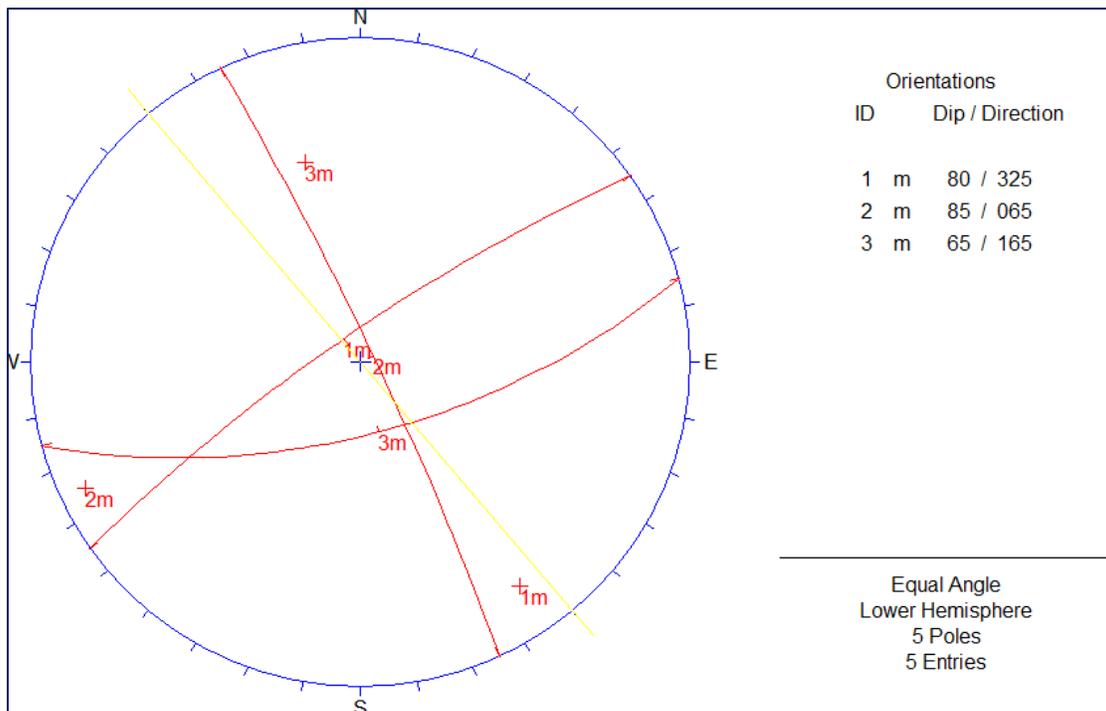
Fuente: Elaboración propia

5.1.3 Análisis del macizo rocoso en la estación geomecánica 3

Estructura cuyo rumbo promedio es N 60°-70° W, 64° NE de buzamiento, en superficie se tiene reconocido con canales y tiene una longitud de afloramiento discontinuo aproximado de 350 a 400 m, de cuarzo blanco lechoso. La mineralización está compuesta principalmente por bandas de cuarzo de tres generaciones (lechoso, blanco y gris) de textura crustificada, y diseminación de pirita., con anchos que varían de 0.50 a 2.00 m, con relleno de limonitas y arcillas en la matriz, el ensamble mineralógico es de tipo relleno de fracturas, con cuarzo adularia, sericita y pirita, con contenido de Au.

Esta veta presenta fallas al piso y techo que en zonas de ensanchamiento y ocasionalmente presencia de filtración de agua en tramos. La veta se presenta en potencias registradas en el rango de 0.50 metros a 2 metros.

Figura 40: Diagrama estereográfico de contornos de estación geomecánica 3



Fuente: Elaboración propia

Tabla 29: Características geomecánicas de la estación geomecánica 3

Características geomecánicas principales	Masa Rocosa			
	<i>Mineral</i>	<i>Caja techo</i>	<i>Caja piso</i>	<i>Roca sana</i>
G.S.I.	MF/M – IF/R	IF/M - MF/R	MF/R - MF/B	F/R – F/B
RMR	30 a 45	25 a 50	55 a 60	55 a 70
Calidad de la masa rocosa	Mala a regular	Mala a Regular	Regular a Mala	Buena a Regular
Resis. compresiva (MPa)	25 a 50	30 a 70	50 a 100	80 a 150
RQD (%)	15 - 30	< 25	15 - 30	50 a 90
Espaciamiento (m)	< 0.06	0.06 – 0.20	0.06 – 0.20	0.2 a 0.6
Condición de juntas	Poco persistente, apertura < 1mm lig. rugosas, relleno duro < 5 mm, ligera a moderada alteración	Persistencia > 10m, apertura < 1mm, lisas, relleno suave > 5 mm, muy alterada	Persistencia > 10m, apertura < 1 mm, lisas con relleno suave < 1 mm, moderada alteración	Persistencia > 10m, cerradas, ligeram. Rugosas a rugosas, con, sana a ligeramente alterada

Agua	Seco a húmedo	Seco a mojado	Seco a húmedo	Seco a húmedo
Observaciones	Regular a Duro, fracturado y Moderadamente alterado	Débil, fracturada y muy alterada	Débil, poco fracturada y moderadamente alterada	Condiciones geomecánicas favorables

Fuente: Elaboración propia

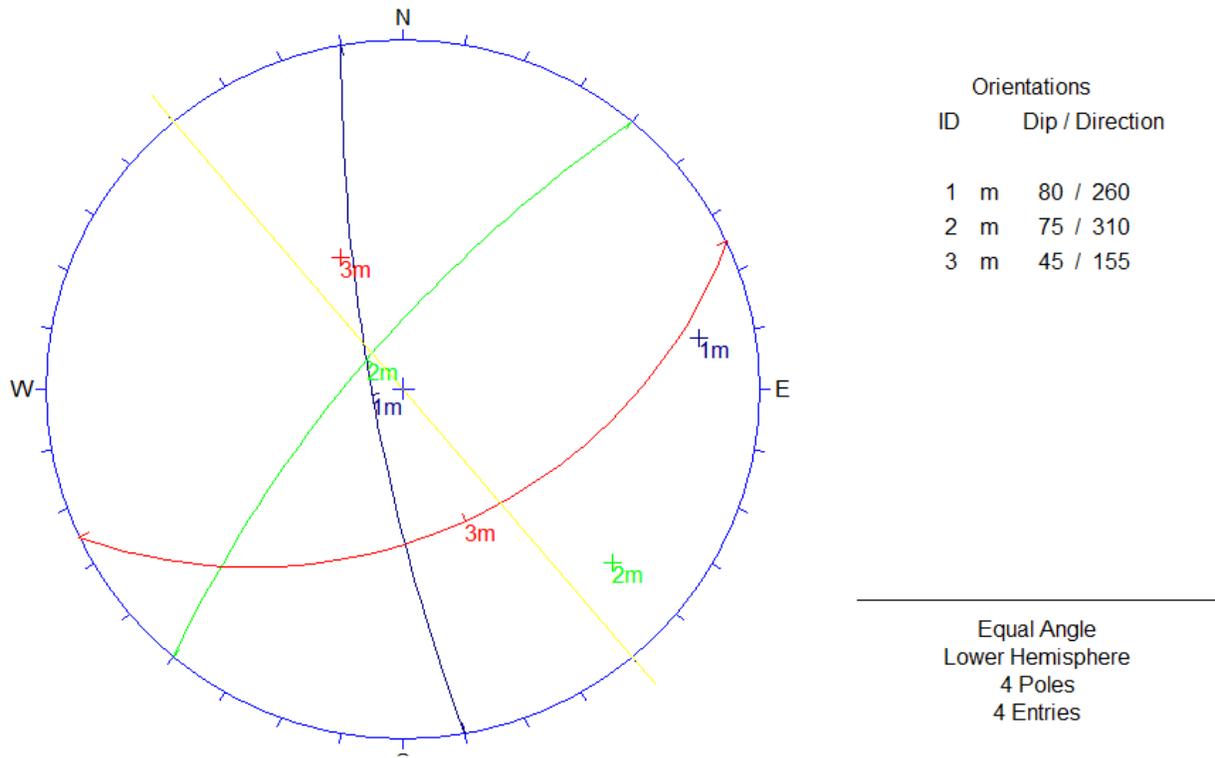
5.1.4 Análisis del macizo rocoso en la estación geomecánica 4

Estructura cuyo rumbo promedio es N 31° W, 83° E de buzamiento, en superficie se tiene reconocido con trincheras y tiene una longitud aproximada de 15 m.

La distribución de las discontinuidades se manifiesta de la siguiente manera: De las estructuras mayores las más importantes son fallas que recorren el contacto mineral – caja inmediata, estas fallas presentan rumbo paralelo a la estructura mineralizada (N80°W) y poseen buzamiento en un rango de 60°-83°SW. Las estructuras menores están conformadas por diaclasas, estas se presentan a manera de pseudoestratos con orientación paralela a la estructura mineralizada, se presentan en la masa rocosa mineralizada como en las cajas.

En la figura se muestra el estereograma de contornos en la estación geomecánica 4. Todas las características estructurales mencionadas contribuyen a la formación de falsas cajas en las excavaciones subterráneas aledañas a la estructura mineralizada.

Figura 41: Diagrama estereográfico de contornos de estación geomecánica 4



Fuente: Elaboración propia

Tabla 30: Características geomecánicas de la estación geomecánica 4

Características geomecánicas principales	Masa Rocosa			
	Mineral	Caja techo	Caja piso	Roca Sana
G.S.I.	IF/R – MF/R	MF/M – IF/M	MF/R – IF/R	F/R – F/B
RMR	35 a 45	25 a 35	40 a 55	55 a 70
Calidad de la masa rocosa	Mala	Mala	Regular	Regular a buena
Resis. compresiva (MPa)	25 - 50	< 25	25 - 50	70 a 150
RQD (%)	10 - 15	0 - 10	20 - 35	50 a 90
Espaciamiento (m)	< 0.06	< 0.06	0.06 – 0.20	0.2 a 0.6

Condición de juntas	Poco persistente, apertura < 1mm	Persistencia > 10m, apertura < 1mm, lisas, relleno suave	Persistencia > 10m, apertura menor a 1 mm, lisas con relleno suave < 1mm,	Persistencia de 3 a 10m, cerradas, ligeram. rugosas, con patinas de óxidos, ligeramente alterada.
Agua	Seco a Húmedo	Húmedo a Mojado	Seco a húmedo	Seco a húmedo
Observaciones	Débil, fracturado y alterado	Muy débil, muy fracturada, panizada y muy alterada	Débil, fracturada, en ocasiones panizada y alterada	Condiciones geomecánicas favorables

Fuente: Elaboración propia

5.2 Análisis del comportamiento estructural de relleno detrítico para la explotación del tajo 6985 en el nivel 3240

El material de relleno posterior a la extracción del Tajo 6985 corresponde a una grava mal gradada (volcánico) con arcillas y arenas, GP-GC, de buena resistencia cortante. El ensayo triaxial realizado sobre una muestra compactada a una densidad equivalente al 86% de la MDS del ensayo Proctor Modificado, de 10 cm de diámetro, material que pasa el tamiz N° 4.

Tabla 31: Resumen de resultados de ensayos de laboratorio de material esteril (Relleno del Tajo 6985)

Muestra	Material de relleno
Grava, %	66
Arena, %	28
Fino, %	6
LL, %	23
LP, %	20
IP, %	3
Humedad, %	4.1
Compactación Proctor	
MDS, gr/cm³	1.956
OCH, %	10.1
Resistencia drenada	
Cohesión, c, kg/cm²	0.153
Fricción	33
SUCS	GP-GC
Descripción	Grava mal gradada con arcillas y arenas

Fuente: Laboratorio de mecánica de suelos, UNI

La determinación de las propiedades elásticas como el módulo de Young del material de relleno mina fue tomado (Obrzud & Truty 2012 copilado de Kezdi 1974 y Prat et al. 1995) y el valor del coeficiente de Poisson (FLAC, 2000).

Tabla 32: Propiedades elásticas suelo de tipo GP-GC

SUCS	Descripción	Módulo de Young	Coefficiente de Poisson
GP-GC	Grava mal gradada con arcillas y arenas	40	0.2

Fuente: Laboratorio de mecánica de suelos, UNI

Al realizar el modelamiento mediante el uso del software Phase2 v8.0, la cual analiza el comportamiento de los esfuerzos y deformaciones se utilizó los siguientes parámetros mecánicos que sirvieron para verificar la estabilidad del Tajo 6985 rellenos en Sierra Antapite:

Tabla 33: Parámetros mecánicos para la estabilidad

Cohesión (kg/m ²)	Angulo de fricción
0	30

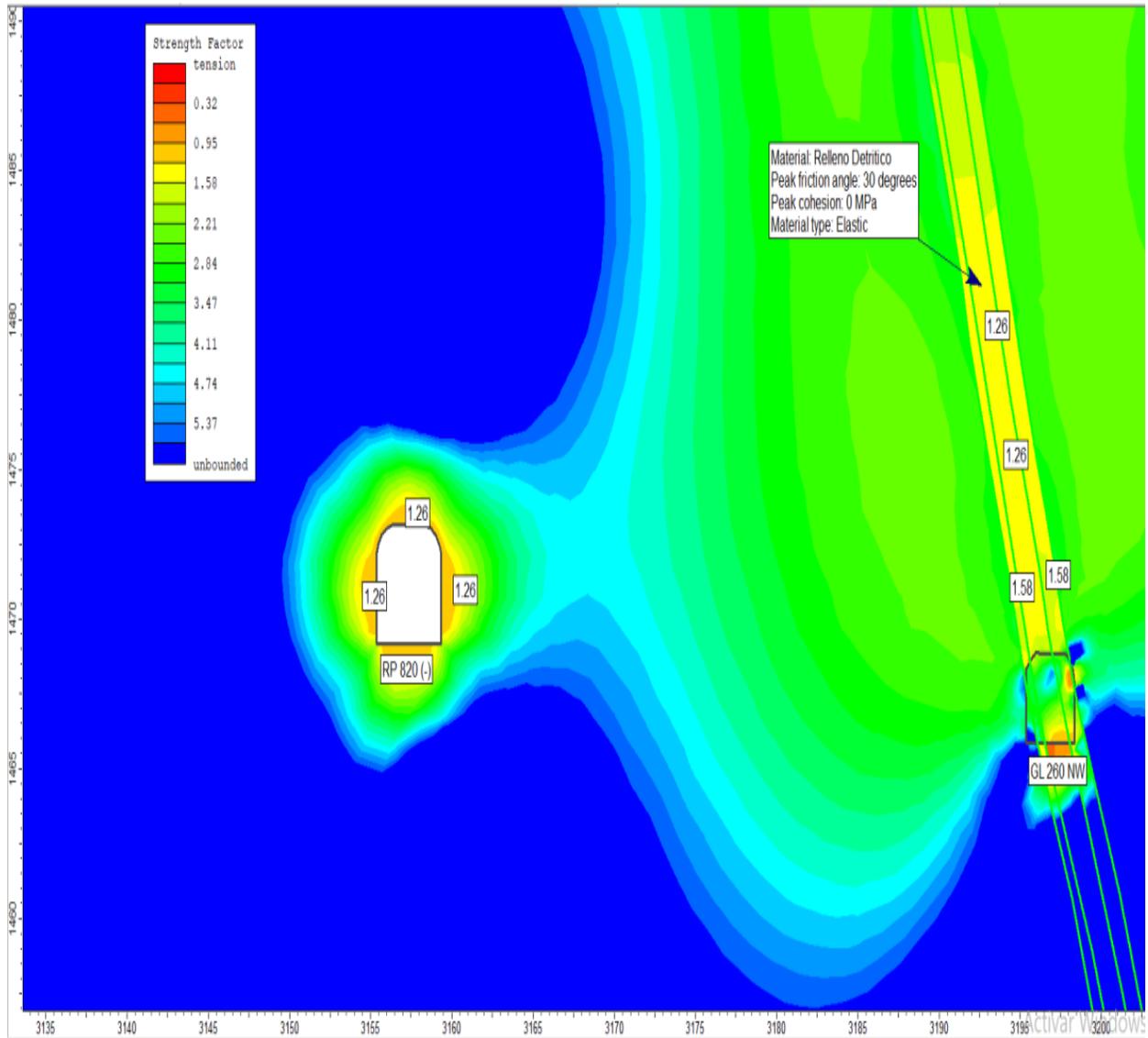
Fuente: Elaboración propia

5.3 Análisis de estabilidad del minado subterráneo y operatividad del relleno detrítico

Se observa Isovalores de Factores de Seguridad (F.S) de 1.50 del relleno detrítico después del minado del Tajo 6985 por el método de Sub Level Stopping, esto cuando el Tajo

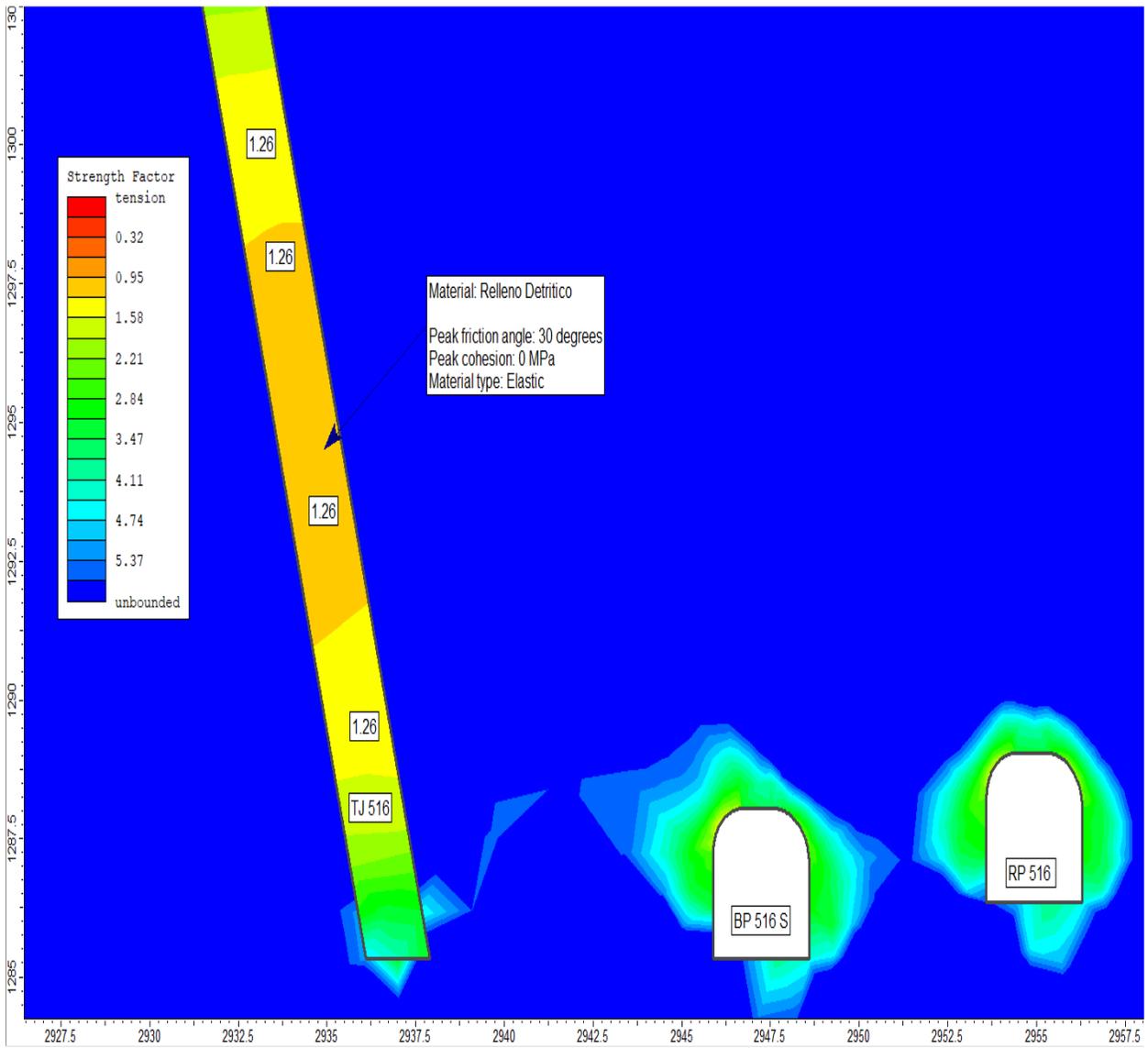
6985 ha sido rellenado en el avance de la explotación del Tajo 6985. Se observa valores superiores a la unidad en el contorno de la excavación, se mantiene la estabilidad de este.

Figura 42: Isovalores de factores de seguridad del Tajo 6985



Fuente: Elaboración propia

Figura 43: Relleno de Tajo 6985 de explotación con material de relleno detrítico



Fuente: Elaboración propia

5.4 Discusión de resultados

El sostenimiento adecuado de manera puntual para las labores temporales como son tajos de explotación, ventanas, By Pass reduce considerablemente los costos en la unidad minera Sierra Antapite, controlando adecuadamente el uso de pernos de anclaje de 5 y 7 pies según sea la necesidad.

Los sistemas de mallas de sostenimiento planteados en este trabajo de investigación se usan de acuerdo a la labor subterránea que se usara, de los cuales también se muestra que se puede usar pernos helicoidales pero el uso de los Split Set reduce considerablemente el costo de sostenimiento de dichas labores; es por eso que se plantean los sistemas de mallas de sostenimiento de secciones de 2.4m x 2.4m con sistemas de mallas de 1.80 x 1.50m con clase RMR III A y su valor RMR de 51 a 60 (Roca regular), sistemas de malla de 1.50m x 1.20m con clase RMR III A y su valor RMR de 51 a 60 (Roca buena), sistema de malla de 1.80m x 1.80m con clase RMR IIB y su valor RMR de 61 a 70 (Roca Buena), sistema de malla de 1.50 x 1.50m con clase RMR IIIA y su valor RMR de 51 a 60 (Roca regular) con sus respectivos parámetros como el diámetro de la broca del perno Split set debería ser de 36mm a 38mm para cada una de las labores se usara Split Set de 5 y 7 pies. Asimismo, se realiza el análisis de sostenimiento con pernos Split Set de sección de 2.7m x 2.7m con sistemas de malla de sostenimiento de 1.80m x 1.50m con clase RMR II B y su valor 61 a 70 (Roca buena), sistema de malla de 1.50m x 1.20m con clase RMR IIIA y su valor RMR de 51 a 60 (Roca regular), sistema de malla de 1.80m x 1.80m con clase RMR II B y su valor RMR de 61 a 70 (Roca regular) con sus respectivos parámetros como el diámetro de la broca del perno Split set debería ser de 36mm a 38mm para cada una de las labores se usara Split Set de 5 y 7 pies.

El sostenimiento adecuado de manera puntual para las labores temporales como son tajos de explotación, ventanas, By Pass reduce considerablemente los costos en la unidad minera Sierra Antapite, controlando adecuadamente el uso de pernos de anclaje de 5 y 7 pies según sea la necesidad.

Según (**Cuenca Atencio, 2024**), Concluye que en la Mina Islay los macizos rocosos y las rocas caja de las estructuras mineralizadas son variables, de acuerdo a las evaluaciones geomecánicas, se presenta rocas de mala calidad como la Marga gris a rocas de buena calidad como los conglomerados, donde el riesgo es la caída de rocas, derrumbes y / o asentamientos de gran magnitud, si no se controlan a tiempo.

En tal sentido se comparte opinión, debido a que se debe realizar evaluaciones geomecánicas de acuerdo a la labor subterránea que se está explotando considerando los parámetros geomecánicos.

La correcta utilización del análisis numérico de elementos finitos contribuye en gran manera al modelamiento geomecánico del macizo rocoso en excavaciones subterráneas y mejora considerablemente en el cálculo de la elección del tipo de sostenimiento, considerando los parámetros geomecánicos de las labores subterráneas se considera un F.S. mínimo de 1.20 para labores temporales usando el software RocData.

Según (**Lino Santos & Vergaray Principe, 2021**), concluye que por cada mapeo realizado en campo insitu se tiene una información estereográfica mediante el software Dips, para poder analizar el ingreso en la profundización del túnel en el cual se va desarrollar las cámaras del polvorín, la formación de planos menores hacia el sector SE, respecto del eje del túnel N 40°E. La misma corresponde al mapeo realizado a la progresiva 0.0 + 11.69, este se aprecia en el primer disparo retomando la excavación, en la progresiva de 0.0 + 30.00, aquí se observa tres familias bien definidas hacia el sector SE respecto del

túnel y en la progresiva de 0.0 + 76 m, aquí se tiene una familia bien identificada en el sector E_W.

En tal sentido se comparte opinión, debido a la importancia del uso de software especializados en el modelado del macizo rocoso para así garantizar la estabilidad de excavaciones subterráneas y mantener el ciclo de minado.

Se debe realizar seguimiento continuo a los tipos de sostenimiento, garantizando la calidad de los elementos de soporte realizando ensayos de campo para verificar si existe relajamiento en el macizo rocoso y así evitar pérdidas materiales y humanas.

Según **(Gutierrez Cajaleon, 2022)**, concluye que especialmente en rocas de calidad IVA, la realización del minado con taladros podría ocasionar problemas de inestabilidad local en las cajas, dado que las margas presentan baja resistencia y la profundidad de la explotación supera los 500 m. Por otro lado, en el caso de la calidad IIIB, las condiciones de estabilidad de las cajas son más controlables.

En tal sentido se comparte opinión, debido a que una correcta evaluación y análisis geomecánica de macizos rocosos nos ayuda a determinar de mejor manera el tipo de sostenimiento que se debe usar en la explotación de tajos garantizando seguridad y eficiencia operativa.

Conclusiones

1. El sostenimiento que se aplica para labores temporales para la extracción de Tajo 6985 donde los anchos de labor $\leq 3.0\text{m}$; se usara los pernos de anclaje Split Set de 5 pies en avance de la labor según la evaluación geomecánica que se tenga en las labores de extracción; asimismo se usaran pernos de anclaje Split set de 7 pies para anchos de labor $3 \leq \text{ancho de labor} \leq 6.0\text{m}$ en caso de tener cuñas importantes y cámaras de carguío en las labores de extracción con taladros largos para la extracción del Tajo 6985 en el nivel 3240.
2. Las características geomecánicas del macizo rocos del tajo 6985 es de calidad regular según la clasificación RMR que es de 55 y corrigiendo con el criterio de Palmstrom A. and Broch E, se verifica que el RMR Prom. Es 61, esta condición demuestra que la calidad de roca es posible sostener el hastial con perno sistemático tipo Split Set con factor de seguridad superior a 1.20 para labores temporales, y el análisis numérico indica que el tajo 6985 llega a autosostenerse 168 horas equivalente a 7 días.
3. Las estaciones geomecánicas de las ventanas de extracción para la explotación de tajos muestra factores de seguridad de 1.28, 1.32, 1.25 y 1.29 superiores a lo establecido que es de 1.20, asimismo se determinó que la calidad de la masa rocosa en las estaciones geomecánicas es de calidad de la masa rocosa de mala, regular, mala y muy mala con RMR que oscila desde 25 a 70, teniendo que usarse en estas labores pernos de sostenimiento tipo Split Set de 5 y 7 pies según sea la necesidad.
4. Se determinó que el comportamiento estructural de acuerdo a las características mecánicas y físicas del relleno detrítico según la clasificación SUCS es GP-GC; según su descripción grava mal gradada con arcillas y arenas obteniendo módulo de Young

de y el coeficiente de Poisson de 0.20 considerando el minado de Tajo 6985 por el método de sub level stoping; de los cuales se obtuvo factor de seguridad que oscila entre 1.20 y 1.50 siendo estos isovalores de Factores de seguridad.

Recomendaciones

1. Se recomienda realizar inspección anual de la condición del macizo rocoso y del sostenimiento instalado, ya que las condiciones pueden variar con las voladuras que se realizan cerca de las estructuras evaluadas en el presente trabajo de investigación.
2. Se recomienda al área de geomecánica de la unidad minera Sierra Antapite usar software más especializados como el Plaxis 3D en el modelamiento geomecánico, ya que este software considera cargas estáticas, dinámicas o sísmicas y las condiciones hidrológicas complejas en el análisis de elementos finitos tridimensionales.
3. Se recomienda al área de geomecánica de la unidad minera Sierra Antapite realizar una cartilla geomecánica específica para las labores subterránea temporales a desarrollar, ya que cada proyecto minero subterráneo varía de acuerdo a la calidad de macizo rocoso, de la misma forma se debe considerar el tipo de sostenimiento de acuerdo a la labor de avance que se tiene en la zona mecanizada según sea rampas, cruceros, By Pass, Sub Niveles, ventanas de extracción y galerías.
4. Se recomienda seguir realizando ensayos para el relleno detrítico de tajos que son explotados en la unidad minera Antapite.

Referencias bibliográficas

- Alva. (2019). Optimización del sostenimiento con barras helicoidales y pernos Split set de 5 pies mediante el control de calidad antes, durante y después de la instalación en la empresa minera marsa – Parcoy. Trujillo. Perú.
- Arias, Covinos. (2021). Diseño y metodología de la investigación (1 ed.)
- Barton, Lien & j. Lunde (1974) Engineering clasification of rock masses for the design of tunnel support.
- Becerra Ramirez & Zastillo Riapira (2017). Estudio geomecánico para las minas esperanza y zarzal pertenecientes a la concesión minera Fiu – 151, municipio de Gameza, Boyacá. Tesis, Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia.
- Bieniaswski, z t. (1995). Classification of rock masses for engineering:principies and practice. Comprehensive rock engineering (1 ed.)
- Bieniaswski, z t. (1989). Enginneering rock mass classifications. Wiley,new yorkcontreras w. (2009).
- Castillo Riapara (2017). Estudio geomecánico para las minas esperanza y zarzal pertenecientes a la concesión minera fiu-151, municipio de Gámeza, Boyacá
- Cecenarro, J. (2019). Evaluación de la capacidad de soporte de los pernos Split set y distribución, para la prevención de accidentes por desprendimiento de rocas, en la U.E.A. Heraldos Negros de la compañía minera San Valentín. Huancavelica. Perú.
- Cuenca Atencio, Helio Raul (2024) “Análisis geomecánico para determinar estabilidad de macizo rocoso de tajeo, método de explotación taladros largos, Pan American Silver Huarón S. A.” Tesis de pregrado, Universidad Continental, Huancayo.
- Hernández Sampieri (2014). Metodología de la investigación 6ª edición. Mc

Graw Hill Education / interamericana editores s.a. de c.v., México.

Gutierrez Gisel (2015). “caracterización geomecánica del macizo rocoso de rampa laboreo oeste de mina alto de la blenda para determinar la estabilidad y necesidad de sostenimiento de la labor”. Tesis pregrado, universidad nacional de catamarca, argentina.

Hoek y Brown (1999), estimación las propiedades del macizo rocoso.

Hoek et. Al. (1994), índice de resistencia geológica GSI, para clasificar a la masa rocosa, estimar la resistencia de la masa rocosa y el sostenimiento.

J.a. Hudson Bieniawski, (1979 y 1989), clasificación rmr (1976) publicó la clasificación del macizo rocoso, la clasificación geomecánica o el índice rmr (rock mass rating).

Lino Santos & Vergaray Principe (2021). “evaluación geomecánica del macizo rocoso para determinar el sostenimiento de un polvorín en el nivel magna de la Unidad Minera Ebenezer” tesis de pregrado, Universidad Continental, Huancayo.

Limache Perez Felix Jhosia (2022) “Evaluación de los parámetros mecánicos del relleno detrítico para optimizar la estabilidad de los tajeos en U.E.A. Americana” tesis de pregrado, Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo.

Osinergmin. (2017). Organismo supervisor de la inversión en energía y minería. Obtenido de <https://www.gob.pe/institucion/osinergmin/institucional>

Osinergmin (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas.

Paul Marinos y Evert Hoek (1997), Desarrollaron el GSI, índice de resistencia geológica.

- Quispe Basurco, A. V., & Portal Calderón, M. (2021). Estudio del sostenimiento activo y pasivo en labores de avance temporales y permanentes en una mina de oro subterránea en la libertad.
- Rashta Lock, Manuel Teodoro (2015). Estabilidad de estructuras subterráneas. Geomecánica - UNASAM. Huaraz-Perú: s.n.
- Romana Ruiz, M. (2000). Uso de clasificaciones geomecánicas en las boquillas de los túneles. Ingeopres.
- SNMPE. (2004). Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea.
- Vallejo, C. (2004), curso de capacitación de sostenimiento aplicada a la minería en la mina Huaron.
- Valle Cajaleon, Jesus Edwin (2022) “análisis geomecánico para la determinación del tipo de sostenimiento en la explotación mediante el método por taladros largos en el manto Anita”, tesis de pregrado, universidad nacional Daniel Alcides Carrion, cerro de pasco.

Anexos

Anexo 1

1.1. Ámbito de estudio de la investigación

1.2. Descripción de la Unidad Minera Sierra Antapite

1.2.1. Ubicación

El distrito minero de Antapite se ubica en el flanco Oeste de la cordillera occidental, en la parte meridional de la provincia de Huaytará, departamento de Huancavelica; en las cabeceras de los ríos Ica y grande, sobre las coordenadas centrales UTM 8'459,000 N y 492,000 E, entre las cotas 3,000 msnm y 4,100 msnm.

1.2.2. Accesibilidad

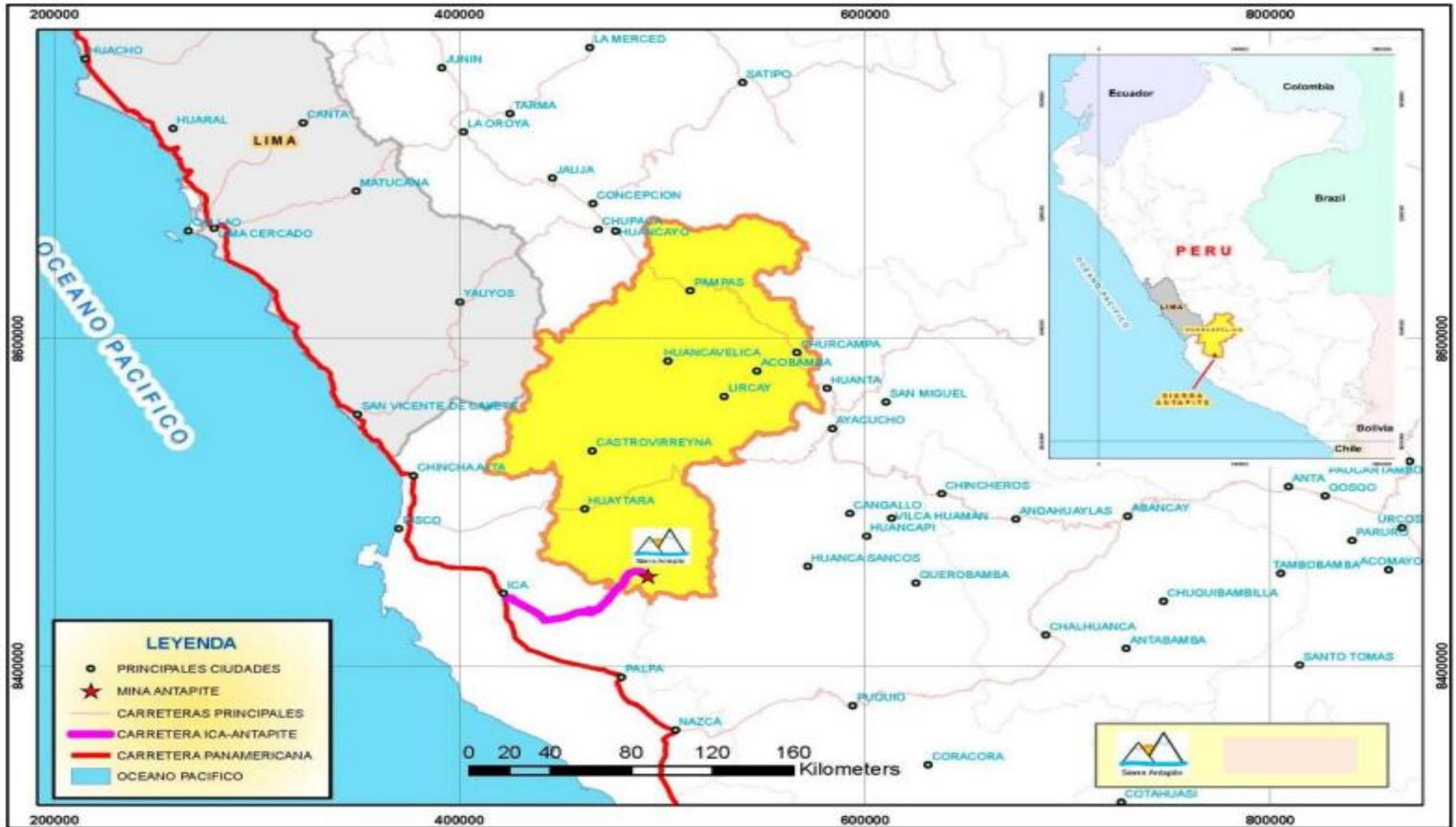
Es accesible desde la ciudad de Ica (km 307 de la Panamericana Sur), poblado de los Aquijes, de donde parte la vía afirmada hacia Tingue – Córdova – Antapite de 130 km. En la Figura 34 – Ubicación y accesos de la Unidad Minera Sierra Antapite se muestra la ubicación política y las distancias aproximadas de los accesos.

Tabla 34: Accesos a la U.M. Antapite

Accesos a la U.M. Sierra Antapite					
N°	Tramo	Distancia (km)	Tipo de vía	Distancia acumulada (km)	Tiempo
01	Lima - Ica (desvió Los Aquijes)	290	Asfaltada	290	4h 30min
02	Los Aquijes - Cordova	97	Asfaltada	387	1h 40 min
03	Cordova - U.E.A. Antapite	27	Asfaltada	414	30 min
	Total	436		1091	6 h 40min

Fuente: Elaboración propia

Figura 44: Ubicación de la U.M. Sierra Antapite



Fuente: Departamento de geografía de la U.M. Antapite

1.2.3. Clima

La climatología de la zona donde se encuentra la U.M. Antapite es típico de la región Puna. La información obtenida es del Servicio Nacional de Meteorología e Hidrología.

De acuerdo a las estadísticas que se elaboraron se tiene que la gradiente de la temperatura es de 05 C/100 m, esto equivale a 9.1 C la temperatura media en la región.

De los cuales se obtuvo que la humedad relativa es menor a 70%, este valor corresponde a un lugar seco. La humedad relativa es medida en diferentes horas y lugares de la zona del departamento, de los cuales se obtuvo el 80%. Asimismo, la dirección de los vientos es de sur este siguiendo la tendencia general de la cuenca de la costa. De acuerdo a la información brindada, en agosto se observaron velocidades menores a brisas moderadas, es decir 6m/s; en el mes de enero la dirección y la velocidad es mayor de sur este y 2m/s.

1.2.4. Recursos minerales

Se estima que la producción para la mina Antapite de 600 TMH y en la actualidad se tiene la siguiente distribución de reservas y recursos minerales.

Tabla 35: Distribución de reservas de la U.M. Antapite

<i>Mina Antapite</i>	<i>Mineral_Tn</i>	<i>Ley g Au/t</i>
<i>Probado</i>	<i>245, 940</i>	<i>4.76</i>
<i>Probable</i>	<i>480, 510</i>	<i>4.35</i>
<i>Total</i>	<i>726, 451</i>	<i>4.49</i>

Fuente: Geología Cía. Antapite

Tabla 36: Distribución de recursos minerales por nivel

Nivel	TMS	g/t Au	Ancho	Onzas
3470	31665	2.9	1.30	2949.00
3465	2345	3.57	0.80	269.00
3415	79375	3.69	2.23	9411.00
3360	152901	3.88	2.23	19054.00
3340	111360	3.4	1.96	12184.00
3285	209460	3.46	2.17	23277.00
3260	16511	2.97	0.91	1576.00
3240	236960	3.08	2.12	23470.00
3200	53470	3.06	0.86	5258.00
3190	322849	3.07	2.04	31899.00
3140	36342	3.93	0.92	4597.00
3130	276314	2.98	1.99	26493.00
3080	9570	3.98	0.93	1225.00
3070	126505	3.37	1.66	13716.00
3010	12682	2.82	1.00	1150.00
	1678310	3.27	1.94	176527.00

Fuente: Plan de minado Antapite

Para la presente investigación se está considerando los recursos minerales aquellos que se encuentran dentro de la franja probable de mineralización del cual a partir se llamara Mineral inferido y mineral indicado por sondajes.

1.2.4.1. Mineral inferido (prospectivo)

Es aquel mineral que se halla en áreas de mineralización conocida (bloques cubicados, reservas minerales) y se considera una probabilidad un 75% de su existencia, aún faltan desarrollar y probar a través de labores mineras para poder convertirlos en

reservas probadas. Asimismo, para poder identificarlos dentro de las labores de la U.M. Antapite las secciones longitudinales de las vetas son pintadas de color celeste de forma achurada.

1.2.4.2. Mineral indicado por sondajes diamantinos

Se denomina a estos a aquellos que han sido cortados con sondajes diamantinos realizados en las labores subterráneas. Cabe mencionar que el punto de corte está relacionado en la proyección de la veta, los anchos de labor, las leyes y los tonelajes se refieren al punto de corte, pero sin dilución y considerado a un área de influencia alrededor del sondaje diamantino. Asimismo, el ancho final de la veta se relaciona al promedio de la franja mineralizada y se considera el 75% de continuidad.

Cabe mencionar que a este mineral por sondajes diamantinos no se les considera dentro de las reservas mineras, ya que para probar su continuidad se necesitara labores mineras de desarrollo.

1.2.5. Recursos hídricos

En cuanto a la demanda de agua para uso industrial y doméstico, es preciso considerar que en la Modificatoria del EIA 2007, la fuerza laboral considerada fue de 1,028 trabajadores; sin embargo, actualmente en la operación la fuerza laboral corresponde a 450 trabajadores.

Cabe mencionar que los componentes adicionales construidos son netamente por requerimiento de operación y además estos están dentro de la huella de los componentes existentes, por lo que el consumo de agua no va ser mayor debido a que los componentes reabiertos Bocaminas 3470, 3465, 3360 y 3240 con el fin de continuar la producción, son componentes que fueron considerados en el EIA 2007 (MINEM (2021)).

- Se adjunta balance de agua de consumo mina e industrial 2.38 L/s.
- Consumo operación mina 106 m³/día, captado Bocamina 3240.
- Consumo Planta es de 31.7 m³/día, regado de la vía 68 m³/día, captado quebrada Suyto.
- El uso de agua para la planta de beneficio, el agua es recirculada de la relavera, no tiene vertimiento (Cero Efluente), se usa agua fresca para lavado de carbón, esta agua es abastecida del efluente mina.

En la unidad minera Antapite se tiene un uso poblacional otorgado por el Ministerio de Energía y Minas de un volumen de 34 536 m³/año y para uso minero e industrial el volumen es de 231 159 m³/año, siendo el total otorgado de 262 695 m³/año (MINEM (2021))

1.2.6. Flora y fauna

En el área de influencia de estudio se tiene una gran diversidad ecológica, donde la vegetación natural predomina principalmente el pajonal andino y entre otras especies como el cardonal, el matorral arbustivo.

1.2.7. Geología

1.2.7.1. Geología regional

Más de un millar de metros de potencia de roca volcánica y volcano-sedimentaria de probable edad Eoceno – Oligoceno (Cenozoico) afloran en el área del Proyecto Antapite, ubicadas en discordancia sobre un sub estrato pre volcánico compuesto por sedimentos mesozoicos en el área de la Veta Carmencita (Sector NW del área de la mina), a una cota de 3,600 m. Las rocas volcánicas reposan en discordancia sobre las unidades del Batolito de la Costa en el área de Ocobamba (Sector SE del área de la mina) a una cota de 2 900 m.s.n.m.

1.2.7.2. Geología local

En el área de la mina Antapite, se observa la presencia de roca volcánica y volcano-sedimentarias de probable edad Eoceno-Oligoceno (Cenozoico), ubicadas en discordancia sobre un substrato pre- volcánico Mesozoico (Formaciones Labra, Gramadal, Hualhuani, Chaclatacama y Chúlec) y también sobre las unidades del Batolito de la Costa Peruana.

Las unidades basales, comprende a una serie volcánica – Terciaria que varía desde andesitas basálticas a dacitas y que tentativamente ha sido dividida en un conjunto basal piroclástico conformado por tobas, dispuestas sobre el Batolito de la Costa Peruana.

Por encima de esta secuencia, se presentan diversas unidades extrusivas, efusivas, piroclásticas y volcano sedimentarias, que pueden ser aproximadamente agrupadas en tres secuencias: Unidades Inferior, Intermedia y Superior, cada secuencia empieza con domos de flujo, coladas de lava y piroclásticos predominantemente de caída.

La Unidad Inferior está compuesta por lavas, domos y brechas inferiores (Machucancha) y tobas y lahares (Chonura), todos de naturaleza andesítica a andesítica basáltica con facies fragmentales de brechas polimíticas y autobrechas.

La Unidad Intermedia está compuesta por lavas, domos y brechas intermedias, lahares y tobas de naturaleza que varían de lavas andesíticas a basálticas con plagioclasa labradorítica, clino y orto piroxenos. Además, presenta brechas con matriz de aspecto tufáceo. En estas secuencias se presentan intercalaciones de arenitas gruesas tufáceas hasta limolitas arcillosas pobremente laminada. La Unidad Superior está compuesta por acumulaciones volcano sedimentarias y piroclásticas que tienden a rellenar depresiones tectónicamente controladas, entre otras, como la Unidad Mamahuanga. Estas rocas son de naturaleza predominantemente andesíticas.

Estas tres Unidades están intercaladas con coladas piroclásticas andesíticas, dacíticas y posiblemente riodacíticas.

La actividad volcánica del área se clausura con una serie de intrusivos volcánicos como stocks y diques de naturaleza andesítica y algunas coladas piroclásticas de naturaleza dacítica.

1.2.7.3. Geología estructural

Estructuralmente, el área de la mina está controlada por dos sistemas regionales importantes, uno de rumbo andino, que se manifiesta como un corredor estructural de rumbo N50°-60°W, con evidencia de movimientos sinestrales y caída gravitacional al SW, destacando en este sistema la falla Chocllanca- Ocoyo relacionada directamente con la veta principal Zorro Rojo. Otro sistema de rumbo transandino, de rumbo NE-SW, representado por las Fallas Runahuañusca y Yaurilla en el área NW del distrito. Estos dos sistemas delimitan el sector de mayor concentración de focos volcánicos y estarían controlando la mineralización. La zona del Cerro Antapite sería el área de convergencia de los dos sistemas regionales principales.

1.2.8. Estratigrafía

1.2.8.1. Grupo Sacsaquero

Caracterizado por ser una gruesa secuencia volcánica – sedimentaria, constituida por derrames andesíticos intercalados con sedimentos, piroclásticos, arenas tufáceas, tufos soldados y tufos redepositados. Está compuesto por 3 miembros (inferior, medio y superior), siendo el más característico en el área de la mina Antapite el miembro inferior constituido por andesitas y brechas andesíticas.

Las rocas de este grupo han sido datadas por Noble D. (1979) utilizando el método Potasio – Argón (K/Ar) obteniendo edades de 41.4 y 31.2 m.a. lo cual indica que corresponde al Eoceno – Oligoceno; se le correlaciona con el Grupo Rimac del centro del Perú y más al norte con el Grupo Calipuy, por el sur es equivalente al Grupo Puno.

1.2.8.2. Formación Castrovirreyna

Compuesto por una secuencia de tobas brechoides, arena tobáceas intercalados con limolitas y ocasionalmente calizas y derrames andesíticos. Las dataciones radiométricas dadas a conocer por Noble D. (1972) dan edades que varían entre los 21 a 30 m.a. por lo que pertenecen a fines del Oligoceno y principios Mioceno.

1.2.9. Mineralización

La mineralización de Antapite, es del tipo relleno de fracturas, su origen es hidrotermal de baja sulfuración con ensamble formado por cuarzo, sericita, pirita y oro como MENA. El oro ocurre con paragénesis con cuarzo gris y cuarzo blanco en estado nativo o como electrum, asociados con sulfuros principalmente con pirita como un halo de menos de un metro de cuarzo-sericita.

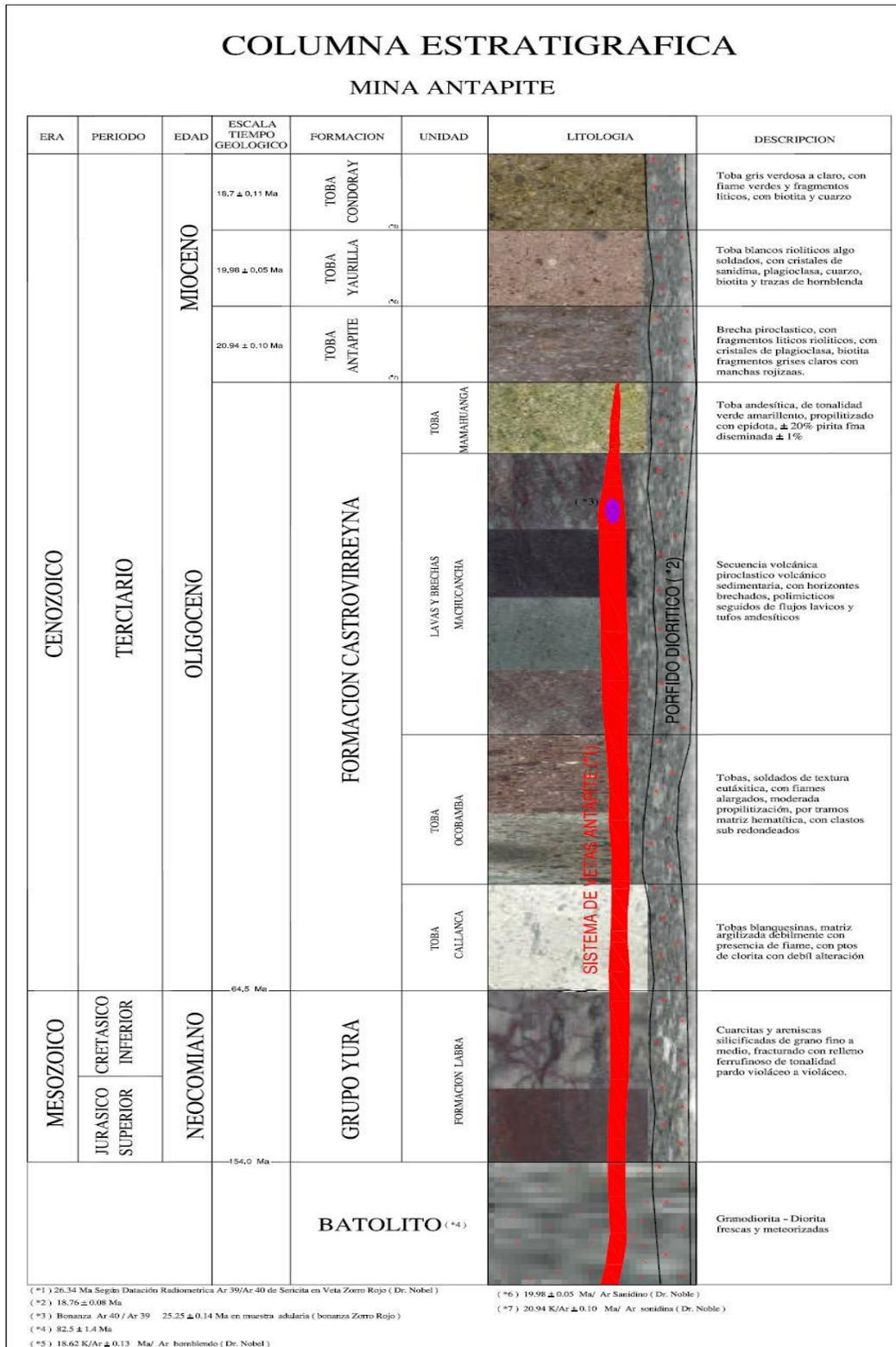
La roca encajonante, tanto el techo como el piso, está formada por lavas, brechas y tobas, todas de composición andesítica, de la Unidad Inferior Machucancho, que yace sobre el batolito de la Costa. Las cajas piso inmediata tiene mayormente alteración argílica y la caja techo inmediata tiene mayormente alteración fílica.

1.2.10. Unidades basales

La serie Volcánica – Terciaria, es algo bimodal, variando desde andesitas basálticas a dacitas y tentativamente ha sido dividida en un conjunto basal piroclástico, conformado por las Tobas Callanca y Ocobamba, ubicadas en el sector centro oriental. Del área

cartografiada, e inmediatamente al Este de Ocobamba, dispuestas sobre El batolito. Han sido ubicadas también con la perforación diamantina, en las vetas Zorro Rojo, Reyna y Soledad sobre el área de nuestras operaciones. La Toba Ocobamba es un depósito compuesto por fragmentos redondeados a subredondeados de las propias tonalitas, así como de granitoides rojos, envueltos en una matriz tufácea rojiza andesítica en la base, seguido de un espeso paquete de toba soldada rojiza andesítica con una clara fabrica eutaxítica, completado por tobas rojizas poco o no soldadas.

Figura 45: Columna estratigráfica – Antapite



Fuente: Departamento de geología – U.M Antapite

1.2.11. Recursos y reservas

A diciembre del 2022, los recursos minerales UM Antapite ascienden a 2,334,613 tm con una ley promedio de 3.64 g/t Au y 1.81 m de ancho sin diluir. El total de mineral que se proyecta para todas las propiedades de la mina Antapite es de 2,446,631 tm con una ley promedio de 3.70 g/t Au, distribuidas de la siguiente manera:

- Recursos Medidos mineral Insitu, se tiene 172,338 tms con ley promedio de 6.03 g/t Au y 0.83 m de ancho sin diluir.
- Recursos Indicados de mineral Insitu, se tiene 73,264 tms con una ley promedio de 8.48 g/t Au y 0.99 m de ancho sin diluir.
- Recursos Inferidos de mineral Insitu, se tiene 112,018 tms con ley promedio de 5.04 g/t Au y 1.01m de ancho sin diluir.
- Recursos Indicados en Rellenos, se tiene 2,089,010 tms con ley promedio de 3.27 g/t Au y 1.92 m de ancho diluido.
- Los minerales definidos como Sub marginal y Baja ley, han sido incluidos dentro de la categoría a la que corresponden.

La suma de todo el mineral (reservas, recursos, otros minerales y potenciales) es de 2,446,631 tms.

Tabla 37: Resumen de inventario de recursos minerales

Categoría	TM	Pot (m)	Ley gAu/t
Medido	172,338	0.83	6.03
Indicado	73,264	0.99	8.48
Indicado relleno	2,089,010	1.92	3.27
Total, Recursos	2,334,613	1.81	3.64
Inferido	112,018	1.01	5.04
Total, Recursos	2,446,631	1.78	3.7

Fuente: U.M. Antapite

Anexo 2: Estudio de relleno detrítico de la U.M. Sierra Antapite



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA Nº 049609

Facultad de Ingeniería Civil

Laboratorio N°2 - Mecánica de Suelos

INFORME N° S24-072-1

SOLICITANTE : SIERRA ANTAPITE S.A.C.
PROYECTO : UNIDAD MINERA SIERRA ANTAPITE
UBICACIÓN : CAL. CAMINO A LARAMARCA NRO. SIN (CERRO ANTAPITE) - OCOYO - HUAYTARA - HUANCAMELICA
FECHA : 12 DE MARZO DEL 2024

REPORTE DE ENSAYOS DE LABORATORIO

Cantera : Relleno mina
 Referencia : Antapite

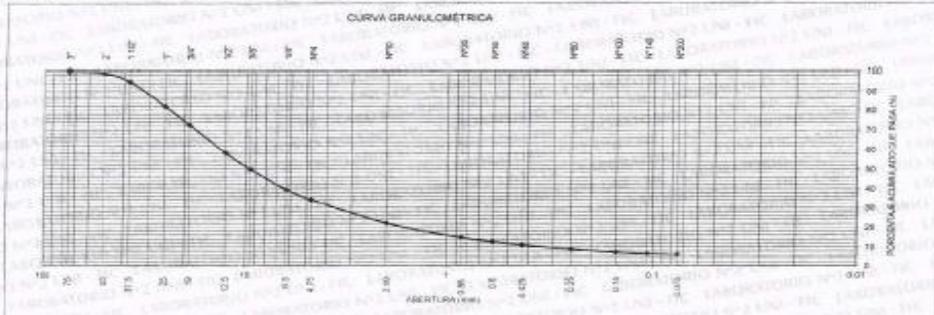
ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO POR TAMIZADO - REFERENCIA ASTM D6913 / D6913M-17
 Procedimiento interno AT-PR.4 - Método "A"

Tamiz	Abertura (mm)	Parcial Retenido	(%) Retenido	(%) Acumulado Pasa
3"	75.000	-	-	100
2"	50.000	1	1	99
1 1/2"	37.500	4	5	95
1"	25.000	13	18	82
3/4"	19.000	9	27	73
1/2"	12.500	15	42	58
3/8"	9.500	8	50	50
1/4"	6.300	10	60	40
N°4	4.750	5	65	34
N°10	2.000	12	78	22
N°20	0.850	7	85	15
N°30	0.600	2	87	13
N°40	0.425	2	89	11
N°60	0.250	2	91	9
N°100	0.150	2	93	7
N°140	0.106	1	93	7
N°200	0.075	1	94	6
FONDO		6		

LIMITES DE CONSISTENCIA ASTM D4318-17	
Procedimiento interno AT-PR.5	
Limite Líquido	23
Limite Plástico	20
Indice Plástico	3

Clasificación SUCS ASTM D2487-17e1 : GW-GM

CURVA GRANULOMÉTRICA



Nota
 Los resultados de los ensayos corresponden a la muestra proporcionada por el cliente.
 Los datos del solicitante, proyecto, procedencia e identificación fueron indicados por el cliente.
 Ejecución : Téc. J. Huambo Ch.
 Aprobación : Ing. H. Espinoza C.



ING. HECTOR ESPINOZA CCENTE
 JEFE (W) LABORATORIO N° 02 MECANICA DE SUELOS Y FUNDACIONES UNI - FIC



JEFE LABORATORIO N° 02 MECANICA DE SUELOS

Av. Túpac Amaru 210, Lima 25, Apartado 1301 - Perú
 Teléfono: (511) 381-3842, Central Telefónica: 481-1070 Anexo 4019
 www.lms.uni.edu.pe, e-mail: lms_fic@uni.edu.pe, lms.servicios@uni.edu.pe

Carrera de Ingeniería Civil Acreditada por



ABET
 Engineering Technology Accreditation Commission



Facultad de Ingeniería Civil

Laboratorio N°2 - Mecánica de Suelos

INFORME N° S24-072-2

SOLICITANTE : SIERRA ANTAPITE S.A.C.
PROYECTO : UNIDAD MINERA ANTAPITE
UBICACIÓN : CAL. CAMINO A LARAMARCA NRO. SIN (CERRO ANTAPITE) - OCOYO - HUAYTARA - HUANCAMELICA
FECHA : 12 DE MARZO DEL 2024

REPORTE DE ENSAYOS DE LABORATORIO

Cantera : Relleno mina
Referencia : Antapite

ENSAYO CONTENIDO DE HUMEDAD - REFERENCIA ASTM D2216-19
Procedimiento Interno: AT-PR.1

Contenido de Humedad (%) : 4.1
Método "B"

Nota:

Los resultados de los ensayos corresponden a la muestra proporcionada por el cliente.
Los datos del solicitante, proyecto, procedencia e identificación fueron indicados por el cliente.
Ejecución : Téc. J. Huambo Ch.
Aprobación : Ing. H. Espinoza C.

ING. HECTOR ESPINOZA CCENTE
JEFE (a) LABORATORIO N° 02 MECANICA DE SUELOS Y PAVIMENTOS - UNI - FIC



Av. Túpac Amaru 210, Lima 25, Apartado 1301 - Perú
Teléfono: (511) 381-3842, Central Telefónica: 461-1070 Anexo 4019
www.lms.uni.edu.pe, e-mail: lms_fic@uni.edu.pe, lms.servicios@uni.edu.pe

Carrera de Ingeniería Civil Acreditada por



Engineering Technology Accreditation Commission



Facultad de Ingeniería Civil
Laboratorio N°2 - Mecánica de Suelos

INFORME N° S24-072-3

SOLICITANTE : SIERRA ANTAPITE S.A.C.
PROYECTO : UNIDAD MINERA ANTAPITE
UBICACIÓN : CAL. CAMINO A LARAMARCA NRO. S/N (CERRO ANTAPITE) - OCOYO - HUAYTARA - HUANCAMELICA
FECHA : 12 DE MARZO DEL 2024

REPORTE DE ENSAYOS DE LABORATORIO

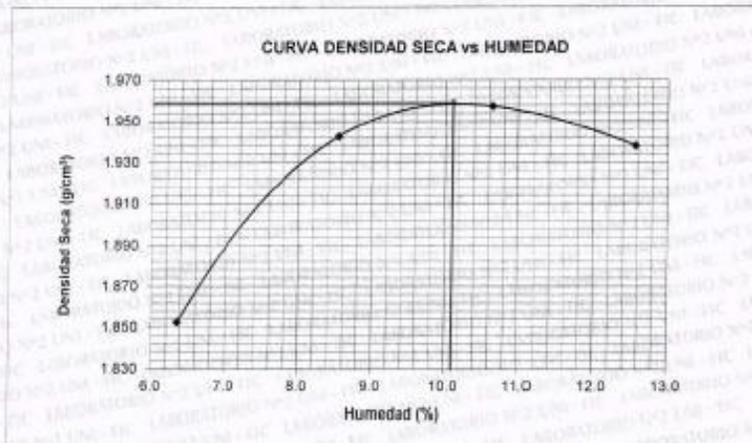
Cantera : Relleno mina
Referencia : Antapite

ENSAYO PROCTOR ESTANDAR - REFERENCIA ASTM D 698-12

Procedimiento Interno AT-PR.7

I. RESULTADOS OBTENIDOS EN LA COMPACTACIÓN DE LA FRACCIÓN FINA < N°4"

Table with 2 columns: Método de ensayo, and values: Máxima Densidad Seca (g/cm³) = 1.959, Óptimo Contenido de Humedad (%) = 10.10



Nota: Los resultados de los ensayos corresponden a la muestra proporcionada por el cliente. Los datos del solicitante, proyecto, procedencia e identificación fueron indicados por el cliente.

Ejecución: Tte. J. Huamán Ch.
Aprobación: Ing. H. Espinoza C.

ING. HECTOR ESPINOZA CCENTE
JEFE (a) LABORATORIO N° 02 MECANICA DE SUELOS Y PAVIMENTOS UNI-FIC



Av. Túpac Amaru 210, Lima 25, Apartado 1301 - Perú
Teléfono: (511) 381-3842, Central Telefónica: 481-1070 Anexo 4019
www.lms.uni.edu.pe, e-mail: lms_fc@uni.edu.pe, lms.servicios@uni.edu.pe

Carerra de Ingeniería Civil Acreditada por



Engineering Technology Accreditation Commission



Facultad de Ingeniería Civil
Laboratorio N°2 - Mecánica de Suelos

INFORME : S24-072-4

SOLICITANTE : SIERRA ANTAPITE S.A.C.
 PROYECTO : UNIDAD MINERA SIERRA ANTAPITE
 UBICACIÓN : CAL. CAMINO A LARAMARCA NRO. 5/N (CERRO ANTAPITE) - OCOYO -
 HUAYTARA - HUANCAMELICA
 FECHA : 12 DE MARZO DEL 2024

ENSAYO DE COMPRESION TRIAXIAL
CONSOLIDADO - DRENADO ASTM - D4767

Cantera : Relleno mina
 Referencia : Antapite
 Estado : Remoldeado (material < tamiz N° 4)
 Tipo de Ensayo : Consolidado - Drenado (C-D)
 Velocidad del ensayo : 0.20 mm/min
 Clasificación SUCS ASTM D2487-17e1 : GP-GC

RESULTADOS DEL ENSAYO

ESPECIMENES

Condiciones Iniciales	Und.	N°1	N°2	N°3
Diámetro	mm	70.60	70.60	70.60
Altura	mm	142.10	142.10	142.10
Area	mm ²	3914.71	3914.71	3914.71
Volumen	mm ³	556279.89	556279.89	556279.89
Densidad Humeda	g/cm ³	1.774	1.774	1.774
Densidad seca	g/cm ³	1.680	1.680	1.680
Contenido de Humedad	%	5.6	5.6	5.6
L/D		2.01	2.01	2.01
Volumen de Solidos	g/cm ³	353858.39	353839.45	353824.31
Grado de Saturación	%	25.9	25.8	25.9
Condiciones Finales				
Diámetro	mm	76.59	76.59	76.62
Altura	mm	120.80	120.80	120.80
Area	mm ²	4606.58	4607.60	4611.31
Densidad Humeda	g/cm ³	2.032	2.032	2.030
Densidad Seca	g/cm ³	1.679	1.679	1.678
Contenido de Humedad	%	21.0	21.0	21.0
Grado de Saturación	%	97.0	98.9	96.7
Consolidación				
Esfuerzo confinante	Kpa	240.0	240.0	240.0
Contrapresión	Kpa	190.0	190.0	190.0
Hc	mm	141.8	141.6	141.0
A _v	mm ²	3914.7	3914.7	3914.7
Parámetro "B"	%	95.0	94.0	95.0
Parámetros de Esfuerzos Efectivos				
σ'_1	Kpa	50.0	100.0	200.0
σ'_3	Kpa	226.06	368.91	737.37
Def. Máxima a la Falla	%	11.00	12.00	12.06
Cohesión (C)	Kpa	15.0		
Angulo de Fricción (ϕ)	(°)	33.0		

- Los especímenes se remoldearon al 86% de la máxima densidad seca del proctor estándar.
 - Los resultados de los ensayos corresponden a la muestra que fueron proporcionadas por el cliente.
 - Los datos del solicitante, proyecto, procedencia e identificación fueron indicados por el cliente.

Ejecutado por : Téc. C. Hinostroza G.
 Revisado por : ING. Hector Espinoza Ccente.

ING. HECTOR ESPINOZA CCENTE
 JEFE (N) LABORATORIO N° 02 MECANICA
 DE SUELOS Y FUNDACIONES UNI - FC



Comisión de Ingeniería Civil Acreditada por



Engineering
Technology
Accreditation
Commission

Av. Túpac Amaru 210, Lima 25, Apartado 1301 - Perú
 Teléfono: (511) 381-3842, Central Telefónica: 481-1070 Anexo 4019
 www.lms.uni.edu.pe, e-mail: lms_fic@uni.edu.pe, lms.servicios@uni.edu.pe



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

Nº 049601

Facultad de Ingeniería Civil

Laboratorio N°2 - Mecánica de Suelos

INFORME : S24-072-4

SOLICITANTE : SIERRA ANTAPITE S.A.C.
 PROYECTO : UNIDAD MINEKA SIERRA ANTAPITE
 UBICACIÓN : CAL. CAMINO A LARAMARCA NRO. S/N (CERRO ANTAPITE) - OCOYO - HUAYTARA - HUANCAMELICA
 FECHA : 12 DE MARZO DEL 2024

ENSAYO DE COMPRESIÓN TRIAXIAL
 CONSOLIDADO - DRENADO ASTM - D4767

Estado : Remoldeado (material < tamiz N° 4)
 Cantera : Relleno mina
 Referencia : Antapite

ESPECIMEN N° 1

DATOS DEL ESPECIMEN		
Condiciones	Inicial	Final
Diámetro (mm)	70.60	76.59
Altura (mm)	142.10	120.80
Area (mm ²)	3914.71	4606.58
Densidad Seca (g/cm ³)	1.680	1.679
Contenido de Humedad (%)	5.6	21.0
Grado de Saturación (%)	25.9	97.0

DATOS DE ENSAYO	
Parámetro "B" (%)	95
Hc (mm)	141.8
Ac (mm ²)	3914.7
Velocidad de Carga (mm/min)	0.20
Presión de celda (Kpa)	240.00
Contra Presión (Kpa)	190.00
Esf.Efectivo Inicial (σ'_3) (Kpa)	50.00

Defor. (%)	ESF. DES. (Kpa)	σ'_3 (Kpa)	σ'_1 (Kpa)	p' (Kpa)	q' (Kpa)	Oblicuidad σ'_1/σ'_3
0.00	0.00	50.00	50.00	50.00	0.00	1.000
0.11	30.66	50.00	80.66	65.33	13.79	1.613
0.21	41.06	50.00	91.06	70.53	20.53	1.621
0.32	50.86	50.00	100.86	75.43	25.43	2.017
0.39	56.03	50.00	106.03	78.01	28.01	2.121
0.49	62.33	50.00	112.33	81.16	31.16	2.247
1.06	84.96	49.00	133.96	91.48	42.48	2.734
1.52	100.59	50.00	150.59	100.29	50.29	3.012
2.01	112.60	50.00	162.60	106.30	56.30	3.252
2.50	122.80	49.00	171.80	110.40	61.40	3.506
3.00	129.50	50.00	179.50	114.75	64.75	3.590
4.02	143.74	49.00	192.74	120.87	71.87	3.934
5.01	153.30	49.00	202.30	125.65	76.65	4.129
5.99	160.99	50.00	210.99	130.50	80.50	4.220
7.02	168.42	50.00	218.42	134.21	84.21	4.398
8.00	169.84	49.00	218.84	133.92	84.92	4.466
8.99	175.42	49.00	224.42	136.71	87.71	4.580
10.01	176.06	50.00	226.06	138.03	88.03	4.521
11.00	174.13	50.00	224.13	137.07	87.07	4.483
11.99	172.20	49.00	221.20	135.10	86.10	4.514
13.04	170.13	50.00	220.13	135.06	85.06	4.403
14.00	169.77	50.00	219.77	134.88	84.88	4.395
15.02	167.75	50.00	217.75	133.87	83.87	4.355
15.02	167.75	50.00	217.75	133.87	83.87	4.355
15.02	167.75	50.00	217.75	133.87	83.87	4.355

ING. HECTOR ESPINOZA CCENTE
 JEFE (a) LABORATORIO N° 2 MECANICA
 DE SUELOS Y FUNDACIONES - UNI - FC



Av. Túpac Amaru 210, Lima 25, Apartado 1301 - Perú
 Teléfono: (511) 381-3842, Central Telefónica: 481-1070 Anexo 4019
 www.lms.uni.edu.pe, e-mail: lms_fic@uni.edu.pe, lms.servicios@uni.edu.pe

Carrera de Ingeniería Civil Acreditada por



Engineering
 Technology
 Accreditation
 Commission



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

Nº 049600

Facultad de Ingeniería Civil

Laboratorio N°2 - Mecánica de Suelos

INFORME : S24-072-4

SOLICITANTE : SIERRA ANTAPITE S.A.C.
PROYECTO : UNIDAD MINERA SIERRA ANTAPITE
UBICACIÓN : CAL. CAMINO A LARAMARCA NRO. S/N (CERRO ANTAPITE) - OCOYO - HUAYTARA - HUANCAMELICA
FECHA : 12 DE MARZO DEL 2024

ENSAYO DE COMPRESIÓN TRIAXIAL CONSOLIDADO - DRENADO ASTM - D4767

Estado : Remoldeado (material < tamiz N° 4)
Cantera : Relleno mina
Referencia : Antapite

ESPECIMEN N° 2

Table with 3 columns: Condiciones, Inicial, Final. Rows include Diámetro, Altura, Area, Densidad Seca, Contenido de Humedad, Grado de Saturación.

Table with 2 columns: Parámetro 'B', Value. Rows include Hc, Ac, Velocidad de Carga, Presión de celda, Contra Presión, Esf. Efectivo Inicial.

Main data table with 7 columns: Deform. (%), ESF. DES. (Kpa), sigma^3 (Kpa), sigma^1 (Kpa), p' (Kpa), q' (Kpa), Oblicuidad sigma^1/sigma^3. Contains 20 rows of test data.

ING. HECTOR ESPINOZA CCENTE
JEFE (a) LABORATORIO N° 02 MECANICA DE SUELOS Y PAVIMENTOS - UNI - FC



Camera de Ingeniería Civil Acreditada por



Engineering Technology Accreditation Commission

Av. Túpac Amaru 210, Lima 25, Apartado 1301 - Perú
Teléfono: (511) 381-3842, Central Telefónica: 481-1070 Anexo 4019
www.lms.uni.edu.pe, e-mail: lms_fc@uni.edu.pe, lms.servicios@uni.edu.pe



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

Nº 049599

Facultad de Ingeniería Civil

Laboratorio N°2 - Mecánica de Suelos

INFORME : S24-072-4

SOLICITANTE : SIERRA ANTAPITE S.A.C.
PROYECTO : UNIDAD MINERA SIERRA ANTAPITE
UBICACIÓN : CAL. CAMINO A LARAMARCA NRO. S/N (CERRO ANTAPITE) - OCOYO - HUAYTARA - HUANCAVELICA
FECHA : 12 DE MARZO DEL 2024

ENSAYO DE COMPRESIÓN TRIAXIAL CONSOLIDADO - DRENADO ASTM - D4767

Estado : Remoldeado (material < tamiz N° 4)
Cantera : Relleno mina
Referencia : Antapite

ESPECIMEN N° 3

Table with 3 columns: Condiciones, Inicial, Final. Rows include Diámetro, Altura, Area, Densidad Seca, Contenido de Humedad, Grado de Saturación.

Table with 2 columns: Parametro 'B', Value. Rows include Hc, Ac, Velocidad de Carga, Presión de celda, Contra Presión, Esf. Efectivo Inicial.

Main data table with 7 columns: Deform. (%), Esf. Des. (Kpa), sigma'3 (Kpa), sigma'1 (Kpa), p' (Kpa), q' (Kpa), Oblicuidad sigma'1/sigma'3. Contains multiple rows of test data.

Signature and name: ING. HECTOR ESPINOZA CCENTE, JEFE del LABORATORIO N° 02 MECANICA DE SUELOS Y PAVIMENTOS UNI - FIC



Av. Túpac Amaru 210, Lima 25, Apartado 1301 - Perú
Teléfono: (511) 381-3842, Central Telefónica: 481-1070 Anexo 4019
www.ims.uni.edu.pe, e-mail: lms_fic@uni.edu.pe, lms.servicios@uni.edu.pe

Carrera de Ingeniería Civil Acreditada por



Engineering Technology Accreditation Commission



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

Facultad de Ingeniería Civil

Laboratorio N°2 - Mecánica de Suelos



ABET

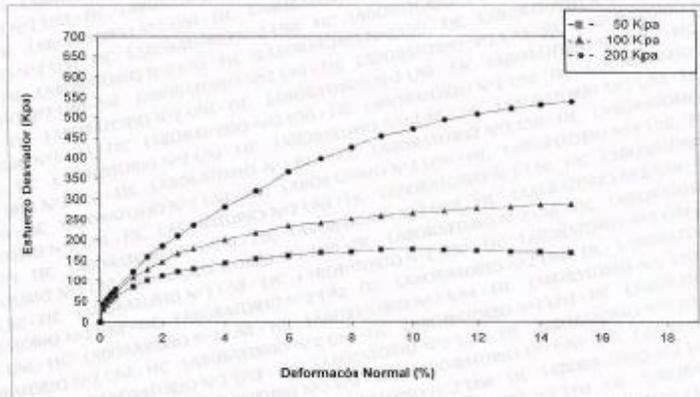
INFCRME : S24-072-4

ENSAYO DE COMPRESIÓN TRIAXIAL CONSOLIDADO - DRENADO ASTM - D4767

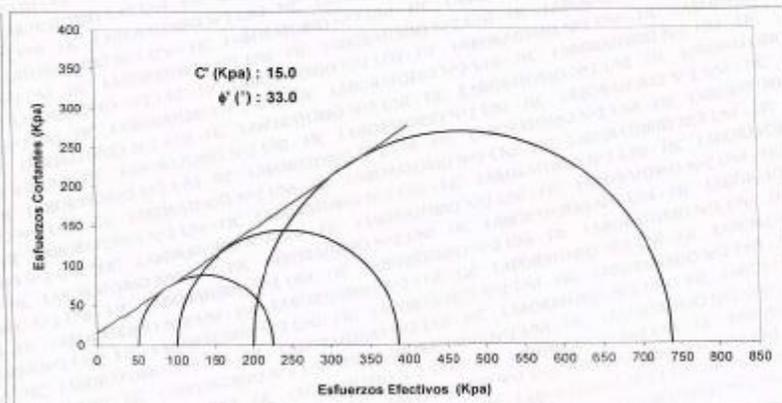
Estado : Remoldeado (material < tamiz N° 4)
Cantera : Relleno mina
Referencia : Antapite

SOLICITANTE : SIERRA ANTAPITE S.A.C.
PROYECTO : UNIDAD MINERA SIERRA ANTAPITE
UBICACIÓN : CAL. CAMINO A LARAMARCA NR0. S/N (CERRO ANTAPITE) - OCOYO -
HUAYTARA - HUANCAMELICA
FECHA : 12 DE MARZO DEL 2024

DEFORMACION NORMAL VS ESFUERZO DESVIADOR



CIRCULO DE MORH (ESFUERZOS EFECTIVOS)



Av. Túpac Amaru 210, Lima 25, Apartado 1301 - Perú
Teléfono: (511) 381-3842, Central Telefónica: 481-1070 Anexo 4C19
e-mail: lms_fic@uni.edu.pe, lms.servicios@uni.edu.pe, www.lms.uni.edu.pe

ING. HECTOR ESPINOZA CCENTE
JEFE (N) LABORATORIO N° 02 MECANICA
DE SUELOS Y PAVIMENTOS UNI - FC





UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

Facultad de Ingeniería Civil

Laboratorio N°2 - Mecánica de Suelos



ABET

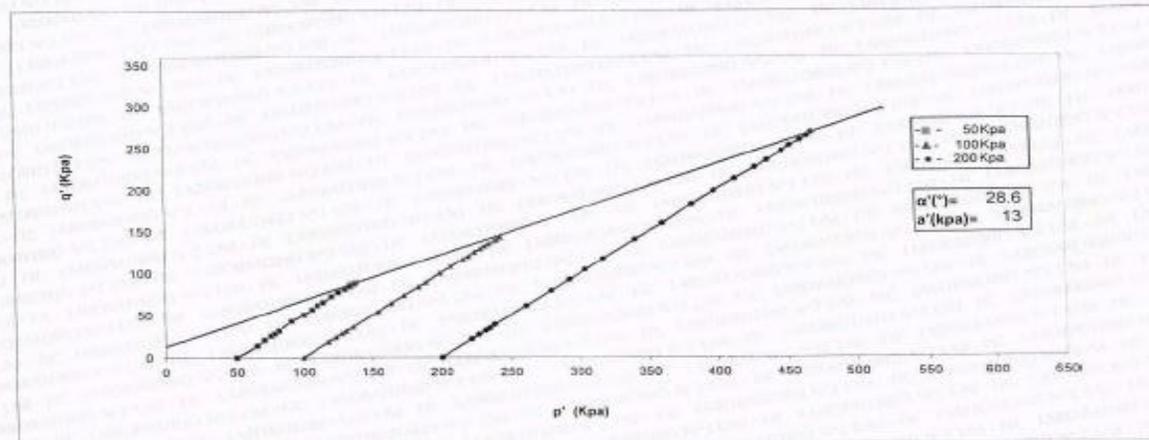
INFORME : S24-072-4

ENSAYO DE COMPRESIÓN TRIAXIAL CONSOLIDADO - DRENADO ASTM - D4767

Estado : Remoldeado (material < tamiz N° 4)
Cantera : Relleno mina
Referencia : Antapite

SOLICITANTE : SIERRA ANTAPITE S.A.C.
PROYECTO : UNIDAD MINERA SIERRA ANTAPITE
UBICACIÓN : CAL. CAMINO A LARAMARCA NRO. S/N (CERRC ANTAPITE) - OCOYO - HUAYTARA - HUANCAVELICA
FECHA : 12 DE MARZO DEL 2024

DIAGRAMA $p' - q'$



Av. Túpac Amaru 2°0, Lima 25, Apartado 1301 - Perú
Teléfono: (511) 381-3842. Central Telefónica: 481-1070 Anexo 4019
e-mail: lms_fic@uni.edu.pe, lms.servicios@uni.edu.pe, www.lms.uni.edu.pe

ING. HECTOR ESPINOZA CCENTE
JEFE (H) LABORATORIO N° 02 MECÁNICA
DE SUELOS Y PAVIMENTOS UNI - FIC



Fuente: Departamento de geomecánica U.M. Antapite

Anexo 3: Costos unitarios según tipo de sostenimiento en labores de desarrollo y preparación

MES MEDICIÓN	EE	NIVEL	LABOR	LABOR DE ORIGEN	METODO SOSTENIMIENT	FASE_COSTO	TIPO DE SOST.	UNIDAD	TOTAL SOST.	TOTAL DESC.	TOTAL A VALORIZAR	PU	TOTAL	CONTRA FINAL
26/04/2024	GEMIN	3190	BP415SE	RP413SE	CONVENCIONAL	DESARROLLO	SPLIT SET 5'	UND	\$ 25.00		\$ 25.00	\$9.70	\$242.48	Ceja VNT 04 + 6.30
26/04/2024	GEMIN	3190	VE 00	RP413SE	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 29.00		\$ 29.00	\$9.70	\$281.28	Ceja + 21.00
26/04/2024	GEMIN	3190	VE 01	RP413SE	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 18.00		\$ 18.00	\$9.70	\$174.59	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3190	VE 02	RP413SE	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 13.00		\$ 13.00	\$9.70	\$126.09	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3190	VE 03	BP415SE	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 8.00		\$ 8.00	\$9.70	\$77.60	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3190	VE 04	BP415SE	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 5.00		\$ 5.00	\$9.70	\$48.50	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3190	BP419SE	VE 0	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 31.00	\$ 2.00	\$ 29.00	\$9.70	\$281.28	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3190	BP419SE	VE 0	CONVENCIONAL	PREPARACION	PUNTAL EN LINEA	UND	\$ 3.00		\$ 3.00	\$24.03	\$72.09	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3190	VE 01	BP419SE	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 5.00		\$ 5.00	\$9.70	\$48.50	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3190	VE 01A	BP419SE	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 9.00		\$ 9.00	\$9.70	\$87.29	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3190	VE 02	BP419SE	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 13.00		\$ 13.00	\$9.70	\$126.09	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3190	VE 03	BP419SE	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 19.00		\$ 19.00	\$9.70	\$184.29	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3190	RP413	CX425	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 121.00	\$ 5.00	\$ 116.00	\$9.70	\$1,125.13	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3190	BP516N	CX415	CONVENCIONAL	DESARROLLO	SPLIT SET 5'	UND	\$ 40.00	\$ 6.00	\$ 34.00	\$9.70	\$329.78	Ceja VNT 04 + 8.60
26/04/2024	GEMIN	3190	VE 03	BP516N	CONVENCIONAL	PREPARACION	CUADRO COMPLETO 2.4X2.4	UND	\$ 3.00		\$ 3.00	\$84.11	\$252.32	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3190	VE 04	BP516N	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 13.00		\$ 13.00	\$9.70	\$126.09	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3190	VE 05	BP516N	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 13.00		\$ 13.00	\$9.70	\$126.09	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3190	BP516N	CX415	CONVENCIONAL	DESARROLLO	MALLA ELECTRO SOLDADA 4X4	m2	\$ 115.00	\$ 10.00	\$ 105.00	\$5.56	\$583.83	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3190	BP516N	CX415	CONVENCIONAL	DESARROLLO	CUADRO COMPLETO 2.4X2.4	UND	\$ 4.00		\$ 4.00	\$84.11	\$336.43	4ZN + 2.00
26/04/2024	GEMIN	3190	RP516	BP516SE	CONVENCIONAL	DESARROLLO	SPLIT SET 5'	UND	\$ 38.00		\$ 38.00	\$9.70	\$368.58	Ceja VNT 0 + 0.00
26/04/2024	GEMIN	3190	VE00	RP516	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 29.00		\$ 29.00	\$9.70	\$281.28	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3190	VE00	RP516	CONVENCIONAL	PREPARACION	CUADRO COMPLETO 2.4X2.4	UND	\$ 5.00	\$ 1.00	\$ 4.00	\$84.11	\$336.43	Ceja BP 516 + 8.30
26/04/2024	GEMIN	3190	CX518	RP516	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 15.00		\$ 15.00	\$9.70	\$145.49	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3190	GA688	CX353	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 161.00	\$ 8.00	\$ 153.00	\$9.70	\$1,484.01	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3190	GA688	CX353	CONVENCIONAL	PREPARACION	MALLA ELECTRO SOLDADA 4X4	m2	\$ 107.00	\$ 5.00	\$ 102.00	\$5.56	\$567.15	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3190	CX353	CX526	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 118.00	\$ 3.00	\$ 115.00	\$9.70	\$1,115.43	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3190	CX353	CX526	CONVENCIONAL	PREPARACION	MALLA ELECTRO SOLDADA 4X4	m2	\$ 10.00		\$ 10.00	\$5.56	\$55.60	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3190	CM379	RP413SE	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 5.00		\$ 5.00	\$9.70	\$48.50	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3190	CH375	CX425	CONVENCIONAL	DESARROLLO	PUNTAL EN LINEA	UND	\$ 12.00		\$ 12.00	\$24.03	\$288.36	Fin de Proyecto

26/04/2024	GEMIN	3190	BP806	CX218NW	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 5.00		\$ 5.00	\$9.70	\$48.50	Ceja + 3.50
26/04/2024	GEMIN	3240	RP240(-)	CX421	CONVENCIONAL	DESARROLLO	SPLIT SET 7'	UND	\$ 296.00	\$ 10.00	\$ 286.00	\$12.39	\$3,544.90	Eje Ref 06 + 13.00
26/04/2024	GEMIN	3240	RP240(-)	CX421	CONVENCIONAL	DESARROLLO	MALLA ELECTRO SOLDADA 4X4	m2	\$ 110.00	\$ 15.00	\$ 95.00	\$5.56	\$528.23	Eje Ref 06 + 13.00
26/04/2024	GEMIN	3240	RP240(-)	CX421	CONVENCIONAL	DESARROLLO	PERNO HELICOIDAL 7'	UND	\$ 102.00	\$ 8.00	\$ 94.00	\$19.58	\$1,840.52	Eje Ref 06 + 13.00
26/04/2024	GEMIN	3240	CM350	RP240(-)	CONVENCIONAL	DESARROLLO	SPLIT SET 7'	UND	\$ 3.00		\$ 3.00	\$12.39	\$37.18	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3240	CM344	RP240(-)	CONVENCIONAL	DESARROLLO	SPLIT SET 7'	UND	\$ 10.00		\$ 10.00	\$12.39	\$123.95	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3340	CH753	GL235NW	CONVENCIONAL	DESARROLLO	PUNTAL EN LINEA	UND	\$ 6.00		\$ 6.00	\$24.03	\$144.18	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3340	CM261	BP230	CONVENCIONAL	DESARROLLO	SPLIT SET 5'	UND	\$ 10.00		\$ 10.00	\$9.70	\$96.99	Ceja + 7.70
26/04/2024	GEMIN	3340	CM065	BP230	CONVENCIONAL	DESARROLLO	SPLIT SET 5'	UND	\$ 27.00		\$ 27.00	\$9.70	\$261.88	Ceja + 17.00
26/04/2024	GEMIN	3340	S/N790N	CX790	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 85.00		\$ 85.00	\$9.70	\$824.45	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3340	S/N790N	CX790	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 7'	UND	\$ 34.00		\$ 34.00	\$12.39	\$421.42	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3340	S/N790N	CX790	CONVENCIONAL	PREPARACION	MALLA ELECTRO SOLDADA 4X4	m2	\$ 97.00	\$ 3.00	\$ 94.00	\$5.56	\$522.67	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3340	S/N790S	CX790	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 119.00	\$ 8.00	\$ 111.00	\$9.70	\$1,076.63	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3340	S/N790S	CX790	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 7'	UND	\$ 18.00		\$ 18.00	\$12.39	\$223.11	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3340	BP795	S/N790S	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 28.00		\$ 28.00	\$9.70	\$271.58	Ceja + 12.00
26/04/2024	GEMIN	3340	RP820(-)	CM820	CONVENCIONAL	DESARROLLO	SPLIT SET 7'	UND	\$ 20.00		\$ 20.00	\$12.39	\$247.90	Eje Ref 09 + 13.90
26/04/2024	GEMIN	3340	GL 260SE		CONVENCIONAL	REHABILITACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 40.00		\$ 40.00	\$9.70	\$387.98	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3340	GL 260SE		CONVENCIONAL	REHABILITACION	MALLA ELECTRO SOLDADA 4X4	m2	\$ 48.00		\$ 48.00	\$5.56	\$266.90	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3340	CX770	RP820(-)	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 5.00		\$ 5.00	\$9.70	\$48.50	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3340	BP811S	CX770NE	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 59.00		\$ 59.00	\$9.70	\$572.26	PS2 + 12.90
26/04/2024	GEMIN	3340	BP811N	CX770NE	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 55.00		\$ 55.00	\$9.70	\$533.47	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3340	VE 01	BP811S	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 3.00		\$ 3.00	\$9.70	\$29.10	Fin de Proyecto
26/04/2024	GEMIN	3340	VE 02	BP811N	CONVENCIONAL	PREPARACION	SPLIT SET 5'	UND	\$ 5.00		\$ 5.00	\$9.70	\$48.50	Fin de Proyecto
													\$21,421.38	

Fuente: Elaboración propia

Anexo 4: Matriz de consistencia

Problemas	Objetivos	Hipotesis	Variables	Factores	Indicadores
General	General	General		Variables dependientes	
¿Qué tipo de sostenimiento se aplicará en las labores temporales para la explotación de tajos con taladros largos de vetas angostas en la unidad minera sierra Antapite-Huancavelica?	Determinar el sostenimiento en labores temporales para la explotación de tajos con taladros largos de vetas angostas en la unidad minera sierra Antapite - Huancavelica.	Las labores temporales exigen un sostenimiento con pernos de anclaje en la extracción de tajos con taladros largos de vetas angostas en la Unidad Minera Sierra Antapite	Sostenimiento de labores	Pernos de anclaje Pilares de sostenimiento Costos de avance Costos de equipos	Split set Nro. De pilares/ tajo Metros lineales Dolares / hora Metros lineales Dolares / hora
Específicos	Específicos	Específicos		Variables independientes	
¿Cuáles serán las características geomecánicas de los tajos con taladros largos de vetas angostas en la unidad minera sierra Antapite - Huancavelica?	Identificar las características geomecánicas de los tajos con taladros largos de vetas angostas en la unidad minera Sierra Antapite – Huancavelica.	Las características geomecánicas están asociadas a los parametros geomecánicos de las clasificaciones del macizo rocoso en la Unidad Minera Sierra Antapite.	Labores temporales para la explotación de tajos	Diseño de sección de labor	Metros cuadrados

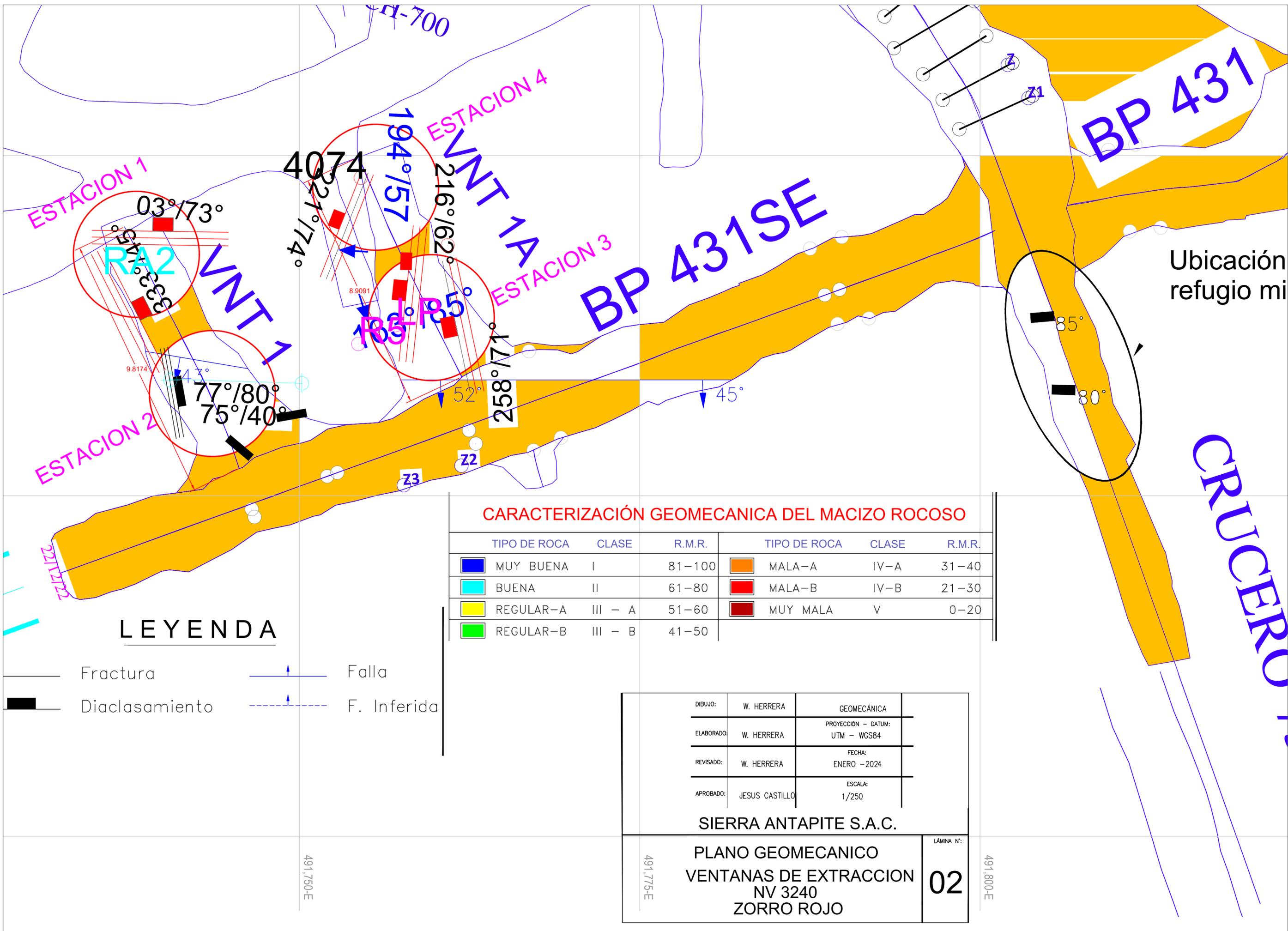
<ul style="list-style-type: none"> • ¿Cuál será el sostenimiento en labores temporales para garantizar la estabilidad del macizo rocoso en la unidad minera sierra Antapite - Huancavelica? 	<p>Determinar el sostenimiento en labores temporales para garantizar la estabilidad del macizo rocoso en la unidad minera Sierra Antapite – Huancavelica.</p>	<p>El sostenimiento de labores temporales que garantiza la estabilidad del macizo rocoso corresponde a un sistema de sostenimiento activo en la Unidad Minera Sierra Antapite.</p>	<p>Estandares de sección</p>
<ul style="list-style-type: none"> • ¿Cuál será el comportamiento estructural del relleno detrítico para la explotación de tajos según los modelos geomecánicos aplicados en la unidad minera sierra Antapite – Huancavelica? 	<p>Determinar el comportamiento estructural del relleno detrítico para la explotación de tajos según los modelos geomecánicos aplicados en la unidad minera sierra Antapite – Huancavelica.</p>	<p>El comportamiento estructural del relleno detrítico mantiene estable los espacios vacíos dejados por la explotación de tajos en la Unidad Minera Sierra Antapite.</p>	<p>Metodos de excavación</p>
			<p>Metros lineales Dolares / hora</p>
			<p>Perforación / voladura</p>

Fuente: Elaboración propia

Anexo 5: Clasificación RMR de Bienawski

		Ensayo de carga puntual	>10	10-4	4-2	2-1	Compresión simple (Mpa)			
1	Resistencia de la matriz rocosa (Mpa)	Compresión simple	>250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1	
		Puntuación	15	12	7	4	2	1	0	
2		RQD	90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%			
		Puntuación	20	17	13	6	3			
3		Separación entre diaclasas	>2m	0.6-2m	0.2-0.6m	0.06-0.2m	<0.06m			
		Puntuación	20	15	10	8	5			
Estado de las discontinuidades		Longitud de discontinuidad	<1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m			
		Puntuación	6	4	2	1	0			
		Abertura	Nada	< 0.1mm	0.1 - 1.0mm	1 - 5mm	>5 mm			
		Puntuación	6	5	3	1	0			
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave			
		Puntuación	6	5	3	1	0			
		Relleno	Ninguno	Relleno duro (<5mm)	Relleno duro(>5mm)	Relleno blando(<5mm)	Relleno blando(>5mm)			
		Puntuación	6	5	3	1	0			
	4		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
			Puntuación	6	5	3	1	0		
5		Caudal por 10m de túnel	Nulo	<10 litros/min	10-25 litros/min	25-125 litros/min	>125 litros/min			
		Relación: Presión de agua/Tensión principal mayor	0	0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5			
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo			
		Puntuación	15	10	7	4	0			
Correcciones por la orientación de las discontinuidades										
	Dirección y buzamiento		Muy favorables	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables			
Puntuación	Túneles		0	-2	-5	-10	-12			
	Cimentaciones		0	-2	-7	-15	-25			
	Taludes		0	-2	-25	-50	-60			

Fuente: Departamento de geomecánica U.M. Antapite



CARACTERIZACIÓN GEOMECAÁNICA DEL MACIZO ROCOSO

TIPO DE ROCA	CLASE	R.M.R.	TIPO DE ROCA	CLASE	R.M.R.
■ MUY BUENA	I	81-100	■ MALA-A	IV-A	31-40
■ BUENA	II	61-80	■ MALA-B	IV-B	21-30
■ REGULAR-A	III - A	51-60	■ MUY MALA	V	0-20
■ REGULAR-B	III - B	41-50			

LEYENDA

- Fractura
- |— Falla
- Diaclasamiento
- - -| - - - F. Inferida

DIBUJO:	W. HERRERA	GEOMECAÁNICA
ELABORADO:	W. HERRERA	PROYECCIÓN - DATUM: UTM - WGS84
REVISADO:	W. HERRERA	FECHA: ENERO -2024
APROBADO:	JESUS CASTILLO	ESCALA: 1/250
SIERRA ANTAPITE S.A.C.		
PLANO GEOMECAÁNICO VENTANAS DE EXTRACCIÓN NV 3240 ZORRO ROJO		LÁMINA N°: 02

491,750-E

491,775-E

491,800-E