

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

ANÁLISIS GEOMECÁNICO PARA LA ESTABILIDAD DE LA CH-856 DEL NIVEL 1860 EN LA UEA CAPITANA DE LA MINA CARAVELÍ-AREQUIPA

PRESENTADO POR:

BACH. GROBERT MONTAÑEZ CJULA

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

ASESOR:

MGT. ODILON CONTRERAS ARANA

CUSCO-PERU

2024



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 GEOMECANICO PARA LA ESTABILIDAD DE LA CH-856 DEL NIVEL 1860 EN LA UEA CAPITANA DE LA MINA CARAVELÍ-AREQUIPA”**

Presentado por **GROBERT MONTAÑEZ CJULA**, con DNI **46253907** y código universitario Nro. **093839** para optar al Título Profesional de: **INGENIERO DE MINAS**. Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 02 (dos) veces, mediante el software antiplagio Turnitin, conforme al Artículo 6° del presente reglamento y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de: **09 % (Nueve 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, 17 de octubre de 2024.

FIRMA

POST FIRMA: Mgt. Ing. Odilon Contreras Arana
DNI Nro.: 23823356

ORCID ID: 0000-0002-9164-1705

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:27259:393749302?locale=es-MX> ✓

NOMBRE DEL TRABAJO

ANALISIS GEOMECANICO PARA LA ESTABILIDAD DE LA CH-856 DEL NIVEL 1860 EN LA UEA CAPITANA DE LA MINA C

AUTOR

GROBERT MONTAÑEZ CJULA

RECUENTO DE PALABRAS

21818 Words

RECUENTO DE CARACTERES

128442 Characters

RECUENTO DE PÁGINAS

149 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

10.2MB

FECHA DE ENTREGA

Oct 17, 2024 7:53 AM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Oct 17, 2024 7:55 AM GMT-5

● 9% de similitud general

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

- 9% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 1% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● Excluir del Reporte de Similitud

- Base de datos de trabajos entregados
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 10 palabras)
- Material bibliográfico
- Material citado

DEDICATORIA

*“A mi padre, hasta el cielo †Humberto
Montañéz Alviz”.*

AGRADECIMIENTO

“Agradezco en Primer lugar a Dios todo poderoso por darme la vida y la fortaleza para hacer una realidad este sueño; A mi madre Regina Cjula Huayto y mis hermanos por la formación y alientos que me brindaron e hicieron de mí una persona de bien; A mi pareja Florandina Almirón Berrio y mis queridos hijos Zaid y Addiel, por el apoyo incondicional; A mis docentes Universitarios por inculcarme sus conocimientos y experiencias que me sirvieron para poder desarrollarme como profesional; e importante mencionar a mi asesor de tesis, Mgt. Odilón Contreras Arana, quien a través de sus conocimientos y experiencia me ha brindado el soporte necesario para la culminación de este proyecto.”

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	I
AGRADECIMIENTO.....	II
ÍNDICE GENERAL.....	III
ÍNDICE DE TABLAS	VII
ÍNDICE DE FIGURAS.....	VIII
RESUMEN	X
ABSTRACT.....	XI
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I.....	2
PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN.....	2
1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	2
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	3
1.2.1. Problema General	3
1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	4
1.3.1. Objetivo General.....	4
1.3.2. Objetivos Específicos	4
1.4. HIPÓTESIS	4
1.4.1. Hipótesis General.....	4
1.4.2. Hipótesis Específicos.....	4
1.5. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DEL PROBLEMA	5
1.6. VARIABLES E INDICADORES	6
CAPITULO II	7
2. MARCO TEÓRICO.....	7
2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION	7
2.1.1. A Nivel Internacional.....	7
2.1.2. A Nivel Nacional	9
2.2. BASES TEORICAS	11
2.2.1. Chimenea – Tipos	11
2.2.2. Estabilidad de labores mineras subterráneas	11
2.2.3. Propiedades Mecánicas de la Roca.....	12
2.2.4. Propiedades Físicas de la Roca.....	14
2.2.5. Clasificación Geomecánica de las Rocas.....	15
2.2.5.1. Clasificación RMR de Bieniawsky.....	15

2.2.5.2. Clasificación del Q de Barton	19
2.2.5.3. Clasificación del GSI de Hoek-Brown	23
2.2.6. Sostenimiento en Minería Subterránea	24
2.2.6.1. Sostenimiento con Pernos de Anclaje Mecánico	25
2.2.6.2. Sostenimiento con Pernos de Varilla Cementados con Resina.....	26
2.2.6.3. Sostenimiento con Split Sets.....	28
2.2.6.4. Sostenimiento con Swellex	29
2.2.6.5. Sostenimiento con Malla Metálica Electrosoldada.....	31
2.2.6.6. Sostenimiento con Concreto Lanzado Shotcrete	33
2.2.6.7. Sostenimiento con Cimbras Metálicas.....	36
2.2.7 Sostenimiento pasivo:	37
2.2.8 Sostenimiento activo:.....	37
2.2.9. Definición de Términos	38
2.3.1. GENERALIDADES Y AMBITO DE ESTUDIO.....	41
2.3.1.1. Ubicación	41
2.3.1.2. Vías de Acceso.....	41
2.4. U.E.A LA CAPATINA MINA CARAVELI S.A.C.....	42
2.4.1. Reservas Minerales	42
2.4.2. Método de Explotación Empleado.....	42
2.4.3. Ciclo de Minado.....	44
2.4.3.1. Perforación.....	44
2.4.3.2. Voladura.....	45
2.4.3.3. Acarreo de Mineral	45
2.4.3.4. Ventilación.....	45
2.4.3.5. Sostenimiento.....	45
2.4.3.6. Preparación Para Relleno.....	46
2.4.3.7. Relleno en Tajeos.....	46
2.4.3.8. Procesamiento de Mineral	47
CAPÍTULO III.....	52
3. METODOLOGÍA	52
3.1. METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN	52

3.1.1. Tipo de Investigación.....	52
3.1.2 Nivel de Investigación	52
3.1.3. Población y Muestra	53
3.1.4. Técnicas de Recolección de Datos.....	54
3.1.5. Instrumentos de Recolección de Datos	55
3.1.6. Procesamiento de Datos.....	56
3.2. DELIMITACIÓN	57
3.2.1. Delimitación Temporal	57
3.2.2. Delimitación Espacial	57
CAPITULO IV	58
4. RESULTADOS Y ANÁLISIS / DISCUSIÓN	58
4.1. FINALIDADES DE LA CHIMENEA	58
4.2. UBICACIÓN DE LA CH-856	59
4.3. DISEÑO DE LA CH-856	59
4.4 EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL ÁREA DE INFLUENCIA DE LA CH-856	62
4.4.1. Clasificación Geomecánica de las Rocas en la CH-856.....	62
4.4.2. Caracterización del Macizo Rocosos Empleando el RMR CH-856.....	62
4.4.2.1. Parámetro de Índice de Calidad de roca (RQD)	62
4.4.2.2. Parámetro Resistencia a la Compresión Uniaxial de la Roca	68
4.4.3 ACLARACIONES DEL USO DE MARTILLO DE SMITH (Tipo N)	69
4.4.4. PARÁMETROS DE RMR	74
4.4.4.1 Espaciamiento de Fracturas o discontinuidades	74
4.4.4.2. Parámetro Condición de Juntas o discontinuidades.....	75
4.4.4.3. Parámetro Presencia de Agua Subterránea	79
4.4.4.4. Corrección del RMR según la Orientación de las discontinuidades.....	79
4.4.4.5. Mapeo Geomecánico y Zonamiento de la Chimenea CH-856	81
4.4.5 DETERMINACIÓN DEL Q DE BARTON.....	85
4.4.5.1. Relación RMR - Q de Barton	85
4.4.6. RELACIÓN RMR Y GSI.....	86
4.5. PROCESOS DE CONSTRUCCIÓN DE LA CH- 856	88
4.5.1. Construcción de la Chimenea CH-856	88

4.6. MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA CH- 856	90
4.7. SELECCIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO	93
4.8. COSTO DE CONSTRUCCIÓN DE LA CH-856	95
4.9. DISCUSIONES.....	100
4.9.1 TIPO DE SOSTENIMIENTO ADECUADO SEGÚN LA CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO.....	100
4.9.2. Características del Tipo de Sostenimiento a Emplear en la CH-856.....	102
4.9.3. Factor de Seguridad (F.S)	103
4.9.4 Factor de Resistencia de la Roca (F.R) mediante Simulación Phase02.....	103
4.10. COSTOS DE SOSTENIMIENTO EN LA CH-856.....	108
4.10.1. Costo Perno Cementado de 5´	108
4.10.2. Costo Shotcrete de 2”	109
4.10.3. Costo de Cimbras Metálicas	110
4.10.4. Costo de Colocación de Mallas Electrosoldadas	111
4.10.5. Resumen de Costos de Sostenimiento en la CH-856.....	112
CONCLUSIONES.....	113
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	115
ANEXOS.....	117
1. GEOLOGIA	118
1.2. Geología Regional	118
<i>1.2.1. Unidades Litoestratigráficas</i>	<i>118</i>
<i>1.2.1 Rocas Intrusivas.....</i>	<i>122</i>
<i>1.2.2. Cuaternario Reciente</i>	<i>124</i>
1.3. Geología Local.....	125
1.4. Geología Económica	127
1.5. Geología Estructural.....	128

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla N° 1 Variables e Indicadores	6
Tabla N° 2 Datos Generales de Ubicación	41
Tabla N° 3 Reservas de Mineral.....	42
Tabla N° 4 Mapeo Geomecanico en la CH-856 calculo RQD.....	64
Tabla N° 5 Determinacion de la Resistencia a la Compresion Uniaxial	68
Tabla N° 6 Determinacion del RMR	80
Tabla N° 7 Caracterización del Macizo Rocoso por Tramos.....	82
Tabla N° 8 Calasificacion del Macizo Rocoso por tramo.....	83
Tabla N° 9 Indices de Q de Barton.....	86
Tabla N° 10 Clasificación Geomecánica RMR , GSI y Q de Barton en la CH-856.....	87
Tabla N° 11 Parametros de Cosntrucción de la Chimenea CH-856.....	90
Tabla N° 12 Determinación del Número de Taladros.....	91
Tabla N° 13 Factor de Dureza de Roca (K).....	91
Tabla N° 14 Parámetro de Distancia (E)	91
Tabla N° 15 Costos Unitarios Chimenea CH-856.....	96
Tabla N° 16 Costo en Implementos de Seguridad	97
Tabla N° 17 Tabla de Caracterizacion del Macizo Rocoso en la CH-856	100
Tabla N° 18 Características de Sostenimiento CH-856.....	102
Tabla N° 19 Costo de Sostenimiento con Perno Cementado	108
Tabla N° 20 Costo de Sostenimiento con Schocrete	109
Tabla N° 21 Costo de Sostenimiento con Cimbras.....	110
Tabla N° 22 Costo de Instalacion de Malla Electrosoldada.....	111
Tabla N° 23 Resumen de Costos Unitarios de Sostenimiento	112
Tabla N° 24 Resumen de Costos	112

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 01	Representación gráfica de las curvas de deformación	12
Figura 02	Representación Gráfica de Esfuerzos Cortantes y Normales.....	13
Figura 03	Valoración de la resistencia a la compresión de la roca intacta.....	15
Figura 04	Valoración del RQD	16
Figura 05	Valoración del espaciamiento de discontinuidades	16
Figura 06	Valoración de la condición de juntas	17
Figura 07	Valoración de la presencia de agua	17
Figura 08	Valoración según Orientación de las discontinuidades	18
Figura 09	Valoración para la corrección por orientación de discontinuidades.....	18
Figura 10	Valoración para la clase del macizo rocoso.....	18
Figura 11	Números de familias de las juntas J_n	20
Figura 12	Meteorización de juntas J_a	20
Figura 13	Rugosidad en las juntas J_r	21
Figura 14	Presencia de agua en las juntas J_w	21
Figura 15	Tensiones en la excavación S.R.F.	22
Figura 16	Relación del RMR y Q.....	23
Figura 17	Clasificación GSI, Hoek y Brown	24
Figura 18	Perno de Anclaje Mecánico	25
Figura 19	Perno de varilla corrugada.....	27
Figura 20	Pernos de fricción Split set.....	28
Figura 21	Pernos Swellex	30
Figura 22	Malla Electrosoldada	32
Figura 23	Lanzado de shotcrete	35
Figura 24	Instalación con cimbras metálicas	36
Figura 25	Método de corte y relleno ascendente.....	43
Figura 26	Ciclo de Minado.....	46
Figura 27	Relleno en tajeos	47
Figura 28	Diagrama Flujo de Chancado Planta Beneficio en Mina Caraveli S.A.C.....	50
Figura 29	Cartilla Geomecánica Estandar que se empleó anteriormente en la Minera Caravelí S.A.C.....	51
Figura 30	Ubicación del Área de Estudio CH-856.....	59
Figura 31	Diseño del Echadero	60
Figura 32	Diseño de Construcción de la CH-856.....	61
Figura 33	Perfil de la CH-856.....	61
Figura 34	Discontinuidades en el Macizo Rcoso	63

Figura 35 Determinación del RQD.....	63
Figura 36 Logueo de Testigos para Calcular el RQD tramo 1	65
Figura 37 Logueo de Testigos para Calcular el RQD tramo 2.....	66
Figura 38 Logueo de Testigos para Calcular el RQD tramo 3.....	66
Figura 39 Logueo de Testigos para Calcular el RQD tramo 4.....	67
Figura 40 Logeo geomecánico de la CH-856, calculo RQD.....	67
Figura 41 Toma de datos utilizando el esclerómetro	69
Figura 42 Abaco de Smith	70
Figura 43 Pruebas de resistencia a la compresión uniaxial de Muestras.....	71
Figura 44 Pruebas de resistencia a la compresión uniaxial Grafica.....	71
Figura 45 Pruebas de resistencia a la Compresión Triaxial-Tx.....	72
Figura 46 Pruebas de resistencia a la Compresión Triaxial-Tx Grafica.....	72
Figura 47 Ensayo de Resistencia al Corte Directo	73
Figura 48 Valoración de Espaciamiento entre discontinuidades	74
Figura 49 Espaciamiento en Discontinuidades.....	75
Figura 50 Valoración de Condiciones de discontinuidades.....	76
Figura 51 Persistencia en el Macizo Rocoso	76
Figura 52 Apertura en el Macizo Rocoso.....	77
Figura 53 Determinación de la rugosidad	77
Figura 54 Medición de Relleno.....	78
Figura 55 Meteorización en el Macizo Rocoso	78
Figura 56 Valoración Agua Subterránea.....	79
Figura 57 Clasificación del Macizo Rocoso	81
Figura 58 Caracterización del Macizo Rocoso en la Chimenea CH-856.....	84
Figura 59 Clasificación Geomecánica RMR y GSI	86
Figura 60 Diseño de Construcción de la CH-856.....	89
Figura 61 Diseño de Malla de Perforación	93
Figura 62 Determinación del Tipo de Sostenimiento.....	94
Figura 63 Cartilla de Sostenimiento Estándar	101
Figura 64 Escenario 01 Simulación con Software.	104
Figura 65 Escenario 02 Simulación con Software.	105
Figura 66 Escenario 03 Simulación con Software.	106
Figura 67 Escenario 04 Simulación con Software.	107

RESUMEN

La presente investigación se realizó en la Unidad Minera La Capitana, ubicada en el distrito de Huanahuano, provincia de Caravelí, departamento de Arequipa, a 1400 m.s.n.m. y 645.5 km de Lima. El objetivo principal fue evaluar la estabilidad de la chimenea CH-856, empleando investigación de campo y laboratorio con los conocimientos y parámetros de la geomecánica de rocas en caso de labores subterráneas, con el fin de garantizar la seguridad, productividad y eficiencia en la explotación del mineral. La investigación se centró en la caracterización geomecánica del macizo rocoso que rodea la chimenea CH-856 del Nivel 1860, utilizando técnicas de mapeo geomecánico, logueo geomecánico y ensayos de mecánica de rocas. Los resultados obtenidos con valores de RMR y GSI y las simulaciones del Software pase02 nos mostraron que la calidad de la roca es Regular a Pobre y una resistencia a la deformación con fallas estructurales. Además, permitió determinar el tipo de sostenimiento más adecuado y soporte metálico en zonas de roca tipo V, para garantizar la estabilidad de todo el trayecto de la chimenea. Asimismo, se muestra los Costos asociados a la implementación de medidas de sostenimiento en todo el trayecto, destacando la importancia de optimizar los recursos económicos. La investigación contribuye a la mejora de la seguridad y eficiencia en la explotación minera, además la selección del tipo adecuado de sostenimiento, destacando la importancia del análisis geomecánico en la caracterización de macizos rocosos de labores subterráneas y la necesidad de implementar medidas de soporte adecuadas para prevenir accidentes y garantizar la integridad de los colaboradores y equipos.

Palabras Claves: Chimenea CH-856, Análisis Geomecánico; Caracterización, Estabilidad, Sostenimiento, Macizo Rcoso.

ABSTRACT

This research was conducted at the La Capitana Mining Unit, located in Huanuhuano District, Caravelí Province, Arequipa Department, Peru, at 1400 m.a.s.l. and 645.5 km from Lima. The primary objective was to evaluate the stability of the CH-856 shaft using field and laboratory research, applying rock geomechanics knowledge to ensure safety, productivity, and efficiency in mining operations. The investigation focused on the geomechanical characterization of the rock mass surrounding the shaft, employing geomechanical mapping, logging, and rock mechanics testing techniques. Results showed that the rock quality ranges from fair to poor, with RMR and GSI values indicating resistance to deformation and collapse. Phase02 software analyses evaluated the shaft's stability under various conditions, determining the need for metallic support in critical zones to ensure structural stability. Similarly, the costs associated with implementing support measures throughout the trajectory are presented, highlighting the importance of optimizing economic resources. This study contributes to improving safety and efficiency in mining operations, highlighting the importance of geomechanical analysis in characterizing rock masses for underground workings and selecting appropriate support systems. It also emphasizes the need for implementing adequate support measures to prevent accidents and ensure the integrity of personnel and equipment.

Keywords: Chimney, Geomechanical Analysis, Rock Mass Characterization, Stability, Support System, Rock Mechanics.

INTRODUCCIÓN

El principal enfoque de esta investigación será el estudio o análisis geomecánico para la estabilidad de la chimenea 856 del NV-1860; en tal sentido este estudio se ha desarrollado en dos etapas de trabajo:

Etapa 1; Investigaciones o estudio de campo para determinar las condiciones geomecánicas actuales que presenta la excavación y su entorno físico, evaluar los factores que influyen en la inestabilidad, establecer las necesidades de instrumentación geomecánica complementarias a la existente.

Etapa 2; Designada íntegramente para trabajos en gabinete (revisión, proceso, análisis e interpretación y recopilación de información técnica proporcionada por Minera Caravelí S.A.C e información obtenida del trabajo de campo y laboratorios (ensayos de mecánica de rocas y ensayos de petrografía).

En cuanto a los capítulos desarrollados en el presente trabajo, se dividen en 05 Capítulos, los cuales abordaran temas como: 01) El planteamiento del problema, formulación del mismo y metodología de investigación; 02) El Marco teórico, con fundamentos de investigaciones precedentes que ayudaran a un mejor entendimiento del presente estudio; 03) Aspectos Generales del Ámbito de Estudio de la UEA La Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C, ubicación; 04) Análisis Geomecánico en la construcción de la CH-856 y 5) Resultados. Se caracterizó el macizo rocoso a través de la evaluación geomecánica que implica un estudio de parámetros, se detallan los procesos de construcción de la presente chimenea y la aplicación de un sostenimiento adecuado dado que esta labor será permanente y principal echadero; de la misma forma se determinó el costo que esta implica en su instalación.

En cuanto a los resultados, está constituida por la caracterización geomecánica obtenida del macizo rocoso, el sostenimiento a emplear en dicho echadero y su respectiva evaluación a través de elementos finitos (software Phase02) así mismo un cuadro de resumen de los costos de sostenimiento aplicado en dicha labor.

Finalmente, el estudio culmina con las conclusiones, recomendaciones, referencias bibliográficas y anexos.

CAPÍTULO I

PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La empresa Minera Caravelí S.A.C., como toda industria minera subterránea enfrenta desafíos significativos en términos especialmente de la estabilidad de labores en interior mina, por lo que, la chimenea CH-856 en el Nivel 1860 de la (UEA) Capitana, no es la excepción. La falta de información detallada sobre las características geomecánicas del macizo rocoso, el tipo de sostenimiento adecuado y el impacto en los costos asociados puede generar riesgos potenciales, afectando a la seguridad de los trabajadores, equipos y la producción.

Sobre la mención anterior, se realizó estudios y análisis geomecánicos de la CH-856 a través del área correspondiente de mina, sabiendo que esta labor implica mayor producción y permanente para la mina, el mismo que tiene aproximadamente una altura de 112 metros y una inclinación de 77° de sección 8'x8' (2.44m x 2.44m), además, esta labor servirá como ore pass y fill pass.

La geomecánica es un aspecto fundamental para la ingeniería minera que permite indagar técnicamente las características mecánicas del macizo rocoso, desarrollando así métodos que nos permite pronosticar y controlar el comportamiento geomecánico. Su

finalidad en este proyecto es determinar el tipo de sostenimiento adecuado en esta sección, de manera que, garantice la productividad eficiente y brinde seguridad en los trabajadores y equipos de interior mina.

Un buen análisis geomecánico reducirá el estallido y desprendimiento de las rocas, asimismo, no tomar medidas de prevención referentes a la aplicabilidad del tipo de sostenimiento inducirá en los retrasos e incumplimientos de las metas de programación, trayendo consigo accidentes laborales, pérdidas económicas.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema General

¿Cómo el análisis y caracterización geomecánica del macizo rocoso influye en la estabilidad de la CH-856 en el Nivel 1860 de la UEA Capitana de la Compañía Minera Caravelí – Arequipa?

1.2.2. Problemas Específicos

- ¿Cuáles son las características geomecánicas del macizo rocoso en la Chimenea 856 del Nivel 1860 de la UEA Capitana?
- ¿Cuál es el tipo de sostenimiento adecuado que garantice la estabilidad de la Chimenea 856 del Nivel 1860 en la UEA Capitana?
- ¿Cuál será el costo de sostenimiento aplicado en la estabilidad de la Chimenea 856 del Nivel 1860 de la UEA Capitana?

1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1. Objetivo General

Establecer de qué manera el análisis y caracterización geomecánica influye en la estabilidad de la Chimenea CH-856 del Nivel 1860 de la UEA Capitana de la Mina Caravelí S.A.C- Arequipa.

1.3.2. Objetivos Específicos

- Determinar las características geomecánicas del macizo rocoso en la Chimenea 856 del Nivel 1860, de la UEA Capitana.
- Determinar el tipo de sostenimiento adecuado que garantice la estabilidad de la chimenea 856 del Nivel 1860 en la UEA Capitana.
- Determinar el costo de sostenimiento aplicado en la estabilidad de la Chimenea 856 del Nivel 1860 de la UEA Capitana.

1.4. HIPÓTESIS

1.4.1. Hipótesis General

Mediante la evaluación adecuada del análisis geomecánico se optimizará la seguridad y eficiencia en la estabilidad de la chimenea CH-856 del Nivel 1860 de UEA la Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C – Arequipa.

1.4.2. Hipótesis Específicos

La chimenea CH-856 del Nivel 1860 de UEA La Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C – Arequipa, presenta características geomecánicas heterogéneas en su macizo rocoso, incluyendo variaciones en la resistencia a la compresión, la orientación de las discontinuidades y la estructura geológica, lo que afectará su resistencia y estabilidad.

El tipo de sostenimiento requerido para garantizar la estabilidad de la chimenea CH-856 del Nivel 1860 de UEA La Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C – Arequipa, será influenciado por la calidad del macizo rocoso, la geometría de la chimenea, y el refuerzo y control de deformación, adaptadas a las condiciones geomecánicas específicas del sitio.

El costo de sostenimiento requerido para mantener la estabilidad de la chimenea CH-856 del Nivel 1860 de UEA La Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C – Arequipa, será directamente proporcional a la complejidad del sistema de sostenimiento seleccionado y la calidad del macizo rocoso.

1.5. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DEL PROBLEMA

La estabilidad de la chimenea CH-856 en la Unidad Minera la Capitana, nivel 1860, es un tema crítico debido a las complejas condiciones geológicas del sitio, que aumentan el riesgo de colapso y ponen en peligro la seguridad de los trabajadores, la infraestructura y la continuidad de la producción. Esto representa un riesgo significativo para la vida humana y la economía de la empresa, ya que un colapso podría generar pérdidas económicas importantes, daños irreparables a la infraestructura y afectar negativamente la reputación de la industria minera. Además, considerando que esta chimenea tendrá un uso prolongado y permanente en el futuro, su estabilidad se vuelve aún más crucial. Su ubicación estratégica y conveniente de la mina permitirá la explotación de múltiples frentes de producción, garantizando la continuidad y eficiencia de la operación minera. La chimenea CH-856 se convierte así en un elemento vital para el desarrollo y crecimiento sostenible de la mina, haciendo indispensable un análisis geomecánico exhaustivo para evaluar su estabilidad actual, identificar áreas de riesgo y desarrollar estrategias de sostenimiento que aseguren su integridad estructural a largo plazo.

1.6. VARIABLES E INDICADORES

Tabla 1.1

Variables e Indicadores

Variable	Definición	Indicadores	Unidad de Medida
VARIABLES DEPENDIENTES (VD)			
Estabilidad de la Chimenea	<ul style="list-style-type: none"> - Estructura de la masa rocosa - Litología - Costos 	Deformación Lateral	mm
		Resistencia a la falla	MPa
		Inclinación	°
		Factor de Seguridad	>1
		Tipo de sostenimiento	---
		Costo de instalación del sistema de sostenimiento	USD
		VARIABLES INDEPENDIENTES (VI)	
Análisis geomecánico	<ul style="list-style-type: none"> - Propiedades físicas de la roca - Propiedades Mecánicas de la roca - Parámetros Geomecánicas de la roca, RMR, GSI, PHASE2 (SOFTWARE). - Análisis de Esfuerzos. 	Resistencia a la compresión	MPa
		RQD	%
		Persistencia	m
		Apertura	mm
		Rugosidad	--
		Relleno	mm
		Meteorización	--
		Agua subterránea	--
		Orientación de discontinuidades	°
		Espaciamiento entre discontinuidades	mm
		Densidad	g/cm ³
		Orientación de discontinuidades	°
		Nivel de fracturado	gsi
		Factor de Seguridad / Factor de Resistencia	--

**Fuente: Elaboración Propia.*

CAPITULO II

2. MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION

2.1.1. A Nivel Internacional

- **Velasco**, (2016), realizó la investigación: *“Diseño de Sostenimiento en Base a la Caracterización Geomecánica del Macizo Rocoso en el Sector Vetilla 1 Subniveles 1 y 2 de Sociedad Minera Liga de Oro-2016”*, en la Universidad Central de Ecuador Facultad De Ingeniería Geológica, Minas, Petróleo y Ambiental. La investigación llegó a las siguientes conclusiones:
 - *“El sistema de clasificación RMR, Bieniawski, utiliza múltiples factores a tomarse en cuenta al momento de realizar la clasificación, a diferencia de métodos anteriores o contemporáneos con el mismo, éste acentúa la necesidad de cuantificar las características en el proceso, ya que en otros tipos de clasificaciones son solo percepciones muy empíricas. Este método ofrece una fiabilidad en cuanto a la aplicación del método, pero así mismo presenta ciertas dificultades como los valores medios de cada tramo analizado”*.
 - *“El sistema RMR recomienda la colocación de pernos de anclaje para el tipo de roca III – Media, eventualmente en la clave de la galería con profundidades de 2 a 3 metros y espaciado de 1,5 a 2 metros. Y para el*

caso de roca tipo V – Muy Mala recomienda la aplicación de cerchas metálicas, pernos de anclaje, malla electrosoldada y hormigón proyectado en espesores de 15 a 20 cm”.

- **De La Rosa; Gutiérrez, (2015)**, realizó la investigación: *“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-2015”*, en la Universidad Nacional de Catamarca. Facultad de Tecnología y Ciencias Aplicadas. Departamento de Minas; Argentina. La investigación llegó a las siguientes conclusiones:

- *“A partir de la zonificación realizada en base al mapeo, se concluye que la rampa requiere fortificación en su totalidad. Sin embargo, se aprecia que desde la progresiva 1000, existen factores que afectan a la estabilidad: presencia de agua en forma de humedad en las paredes y goteos, alteraciones y rellenos blandos, requiriendo la necesidad de sostenimiento a corto plazo”.*
- *“El método gráfico para determinar la necesidad y tipo de sostenimiento en base al índice de RQD, para el ancho de la labor estudiada (4,5 m), demuestra que el sostenimiento a utilizar corresponde a un anclaje estándar para valores de $25\% < RQD < 64,3\%$ y para aquellos valores de $RQD > 64,3\%$ se estima un anclaje local o sin refuerzo. Se comprobó que los resultados de clasificación obtenidos con el índice RQD y Q de Barton son similares, pero se logra menor error de estimación aplicando este último”.*

2.1.2. A Nivel Nacional

- **Quispe**, (2020), realizó la investigación: *“Evaluación Geomecánica para el Diseño de Sostenimiento del Proyecto Chimenea Alimak en la Unidad Minera Pallancata – Región de Ayacucho”*. En la Universidad Nacional del Altiplano Facultad de Ingeniería Geológica y Metalúrgica Escuela Profesional de Ingeniería Geológica-Puno. La investigación llegó a las siguientes conclusiones:
 - *“Las características geomecánicas del macizo rocoso del Proyecto Chimenea Alimak fueron determinadas mediante las propiedades mecánicas de la roca intacta y las discontinuidades del macizo rocoso, como son la resistencia de la roca intacta, número de discontinuidades por metro lineal, resistencia de las discontinuidades, presencia de agua y alterabilidad. Donde, las clasificaciones geomecánicas RMR y GSI dependen de las características antes mencionadas. De manera que se realizó la caracterización geomecánica para cada unidad geotécnica, y se determinó: 35% tipo de roca II-B, 39% tipo de roca III-A, 14% tipo de roca III-B, 6% tipo de roca IV-A y 4% tipo de roca IV-B, para todo el tramo de excavación del Proyecto Chimenea Alimak”*.
 - *“El comportamiento geomecánico de la excavación del Proyecto Chimenea Alimak, de forma preliminar, se estimó con base en la capacidad de autoaporte del macizo rocoso según su índice RMR. Para tal fin, se realizó el análisis del comportamiento esperado para la excavación mediante el enfoque de gráficos múltiples GDE. Y se estimó los siguientes riesgos principales asociados a la excavación: 45% generación de cuñas inestables, 30% menor desprendimiento y/o estallido de rocas, 17% hundimiento moderado asociado al tipo de roca IV y 8% squeezing moderado/severo, también asociado al tipo de roca IV”*.

- **Palacios, (2020)**, realizó la investigación: *“Evaluación geomecánica de la masa rocosa para a explotación del tajo 6380 NV. 2910 Compañía Minera Poderosa”*.

En la Universidad Continental de Huancayo Facultad de Ingeniería Escuela Académica Profesional de Ingeniería de Minas - Huancayo. Donde llega a las siguientes conclusiones:

- *“De las propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta y del macizo rocoso para la exploración del tajeo 6380 del nivel 2910, de acuerdo a los datos obtenidos por el muestreo geomecánico, se establece que el macizo rocoso se encuentre: entre mala a regular con una valoración total RMR está entre 35 a 55 puntos, cuya descripción de la clase de macizo rocoso es de Mala IV -< B, regular III A; los datos obtenidos para la densidad es de 2.7 Tm/m³ el esfuerzo vertical es de 23.90 Mpa, mientras que el valor del esfuerzo horizontal se 7.52 Mpa”*.
- *“El diseño del sostenimiento aplicando el ábaco propuesto por Barton el cual considera el ancho máximo de la excavación: 7.5 m, el parámetro ESR: 3, el valor del índice Q asociado al mineral polimetálico es de 0.4, tomando como referencia los resultados del ábaco de Barton se establece aplicar el siguiente sostenimiento compuesto por Shotcrete 2” + malla electrosoldada + pernos 88 Split set 7 pies (1.2m x 0.85m) + shotcrete 1”;* cabe resaltar que el diseño de mezcla de shotcrete recomendado es de 30 kg de fibra metálica y 420 kg de cemento por cada m³ de mezcla a ser lanzada”.

2.2. BASES TEORICAS

2.2.1. Chimenea – Tipos

Los tipos de chimeneas pueden ser los siguientes:

- a) Según su Forma e inclinación; circulares, cuadrados, rectangulares.
- b) Según su inclinación; verticales e inclinados.
- c) Según su Sección; Simple sección (4pies x 4pies); Doble sección (4pies x 8pies); Triple Sección (4pies x 12pies), entre otras secciones según a las necesidades.
- d) Según su Longitud; Corta: menores a 50 m; Larga: de 51 m a 100 m.; de gran longitud: mayores a 100 metros.

2.2.2. Estabilidad de labores mineras subterráneas

“La estabilidad en labores subterráneas implica dar firmeza y durabilidad constante a las excavaciones subterráneas. Se logra esta estabilidad en las labores subterráneas, utilizando métodos de prevención por estudios de geomecánica, de manera que, se tome un tipo de sostenimiento adecuado y otros elementos que fortifique la labor minera por un determinado tiempo; Una manera de medir la estabilidad de una labor es a través de pruebas o ensayos con la finalidad de determinar el factor de seguridad, este método trata de describir las variables de entrada en términos probabilistas y a partir de ahí calcular la función de distribución estadística del Fs para determinar la probabilidad de rotura del diseño.” *Compañía Peruana de Uso Minera Ecologico y Tecnico, (2006).*

$$F.S. = \frac{\text{capacidad del sistema}}{\text{carga}} = \frac{\text{suma de fuerzas}}{\text{suma de fuerzas desestabilizadora}}$$

2.2.3. Propiedades Mecánicas de la Roca

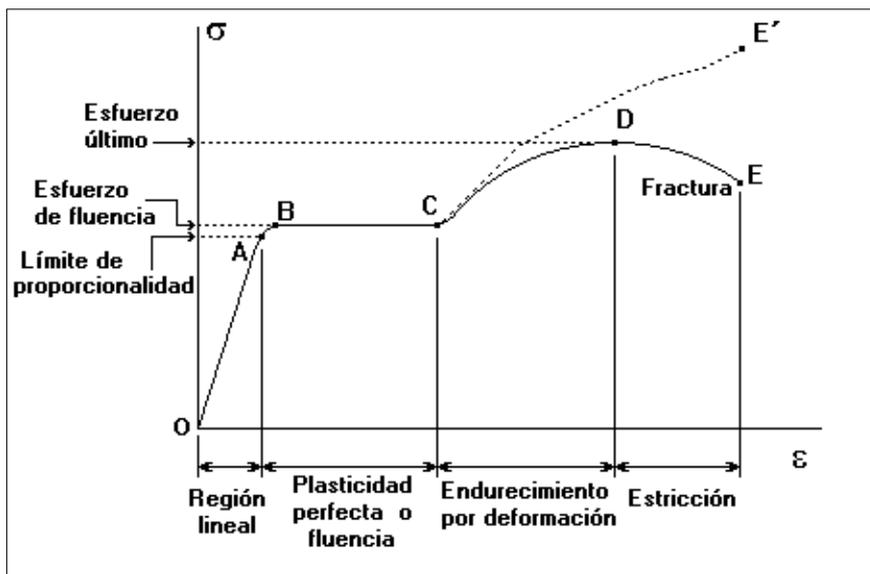
Deformación

“Cuando se somete una carga a una muestra de roca, ésta tiende a cambiar en su forma o volumen o en su defecto las dos cosas simultáneamente”. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2004).

“Durante el período de aplicación del esfuerzo, el volumen y la deformación son inseparables, por lo que se acostumbra estudiar a la deformación mediante gráficas conocidas como *Esfuerzo-Deformación*”. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2004).

Figura 2.1

Representación gráfica de las curvas de deformación



*Fuente: B.H & E.T, (2004)

2.2.4. Propiedades Físicas de la Roca

Porosidad: - *“Es la relación entre el volumen de vacíos y el volumen de la muestra, la cual se expresa en porcentaje. La porosidad se relaciona con la resistencia al esfuerzo cortante”*. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2004).

Contenido de Agua: - *“Relación entre el peso del agua contenida en una roca y el peso de su fase sólida. Se expresa en porcentaje. Está muy ligado a la porosidad de la muestra y a la profundidad de la que proviene la misma. A mayor contenido de agua mayor disminución de la resistencia”*. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2004).

Peso Volumétrico: - *“Es la relación entre el peso de la muestra y el volumen de la muestra. El peso y volumen de la muestra se realiza pesándola en el aire y luego pesándola sumergida en mercurio”*. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2004).

Alteración: - *“Las rocas al estar expuestas al medio natural sufren modificaciones en su estructura y composición mineralógica, cuando se altera una roca se incrementa la porosidad y por lo tanto se produce mayor absorción de agua”*. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2004).

Sensitividad: - *“se establece al analizar la variación de su permeabilidad al cerrarse o abrirse sus fisuras bajo el efecto de una modificación del estado de esfuerzos aplicados. Para medir dichas variaciones de permeabilidad se realiza una prueba que consiste en utilizar una probeta cilíndrica de roca con una perforación central la cual se somete a dos tipos de flujo”*. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2004).

2.2.5. Clasificación Geomecánica de las Rocas

Existen tres clasificaciones, las más empleadas son de Bieniawsky (RMR), la de Barton Liam y Lunde (Q) y la de Hoek-Brown (GSI).

2.2.5.1. Clasificación RMR de Bieniawsky

Conocido también como sistema de valoración del macizo rocoso fue desarrollada por Bieniawsky en el año 1976, para valorar macizo rocoso en túneles, en el transcurso de los años la metodología fue avanzando es así que en el año 1993 realizo cambios a las valoraciones de los parámetros. Bieniawsky determina para la valoración del macizo rocoso 6 parámetros de evaluación en campo:

Parámetro 1: Resistencia a la Compresión Uniaxial de la Roca Intacta

Este parámetro refiere a la “resistencia que ofrece la roca intacta, se puede obtener mediante pruebas compresivas uniaxiales de fuerza o pruebas de compresión de carga puntual (Point load test)”. (B.H Brady & E.T Brown, 2004).

Figura 2.3

Valoración de la resistencia a la compresión de la roca intacta

Parameter		Ranges of Values							
1	Strength of intact rock material	point-load-strength index(MPa)	> 10	4-10	2-4	1-2	for this low range, uniaxial compression test is preferred		
		uniaxial compressive strength (MPa)	> 250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	< 1
rating			15	12	7	4	2	1	0

*Fuente: B.H Brady & E.T Brown, (1994)

Parámetro 2: Índice de designación de calidad de roca

Este parámetro refiere al índice de calidad de roca

Figura N°2.4

Valoración del RQD

2	drill core quality RQD (1% rating	90-100 20	75-90 17	50-75 13	25-50 8	< 25 3
---	--------------------------------------	--------------	-------------	-------------	------------	-----------

**Fuente: B.H Brady & E.T Brown, (1994).*

Parámetro 3: Espaciamiento de las discontinuidades

Refiere al espaciamiento medido para cada conjunto de familias. Se toma el valor más pequeño para determinar su valoración.

Figura 2.5

Valoración del espaciamiento de discontinuidades

3	joint spacing (m) rating	> 2 20	0.6-2 15	0.2-0.6 10	0.06-0.2 8	< 0.06 5
---	-----------------------------	-----------	-------------	---------------	---------------	-------------

**Fuente: B.H Brady & E.T Brown, (1994).*

Parámetro 4: Condición de las discontinuidades

Dentro de este parámetro se encuentra la apertura, persistencia, rugosidad, relleno y grado de intemperismo.

Figura 2.6

Valoración de la condición de juntas

4	condition of joints	very rough surfaces, not continuous, no separation, unweathered joint wall rock	slightly rough surfaces, separation < 1 mm, highly weathered walls	slightly rough surfaces, separation < 1 mm, highly weathered walls	slickensided surfaces or gouge < 5 mm thick or separation 1-5 mm continuous joints	soft gouge > 5 mm thick or separation > 5 mm. continuous joints
	rating	30	25	20	10	0

*Fuente: B.H Brady & E.T Brown, (1994).

Parámetro 5: Condición de aguas subterráneas

Refiere a la presencia de agua en la labor minera.

Figura 2.7

Valoración de la presencia de agua

5	groundwater	inflow per 10 m tunnel length ($\ell \text{ min}^{-1}$)	none	< 10	10-25	25-125	> 125
		joint water pressure major principal stress or general conditions	0	< 0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	> 0.5
	rating	completely dry	damp	wet	dripping	flowing	
		15	10	7	4	0	

*Fuente: B.H Brady & E.T Brown, (1994).

Parámetro 6: Orientación de las Discontinuidades

Este parámetro concierne a la dirección de las discontinuidades. La dirección es con referencia al norte magnético.

Figura 2.8

Valoración según Orientación de las discontinuidades

Dirección perpendicular al eje del túnel				Dirección paralela al eje del túnel		Buzamiento 0° - 20° Cualquier dirección
Excavación con Bz.		Excavación contra Bz.				
45° -90°	20° - 45°	45° -90°	20° - 45°	45° -90°	20° - 45°	
Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable	Media	Desfavorable

**Fuente: Singh & Goel, (1999)*

Figura 2.9

Valoración para la corrección por orientación de discontinuidades

<i>(b) Rating adjustment for joint orientations</i>						
strike and dip orientations of joints		very favourable	favourable	fair	unfavourable	very unfavourable
Rating	tunnels and micro	0	-2	-5	-10	-12
	foundations	0	-2	-7	-15	-25
	slopes	0	-5	-25	-50	-60

**Fuente: B.H Brady & E.T Brown, (1994).*

Figura 2.10

Valoración para la clase del macizo rocoso

<i>(c) Rock mass classes determined from total ratings</i>					
Ratings	100 ← 81	80 ← 61	60 ← 41	40 ← 21	< 20
Class no.	I	II	III	IV	V
Description	very good rock	good rock	fair rock	poor rock	very poor rock

**Fuente: B.H Brady & E.T Brown, (1994).*

2.2.5.2. Clasificación del Q de Barton

Dentro de esta clasificación los macizos rocosos se clasifican según el índice de calidad Q , basado en 6 parámetros:

RQD: Índice de calidad de roca

J_n : Número de familias juntas.

J_r : Rugosidad de las juntas

J_a : Meteorización de las juntas.

J_w : Coeficiente reductor que tiene en cuenta la presencia de agua.

SRF: (stress reduction factor) que depende de las tensiones existentes en el macizo rocoso.

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

Donde:

RQD/ J_n , representa el tamaño de los bloques.

J_r/J_a : permite estimar la resistencia al corte entre bloques.

J_w/SRF : indica el estado de tensiones en el macizo rocoso.

Figura 2.11

Números de familias de las juntas J_n

DESCRIPCIÓN	J_n
- Roca masiva	0,5-1
- Una familia de diaclasas	2
- Una familia y algunas juntas ocasionales	3
- Dos familias	4
- Dos familias y algunas juntas	6
- Tres familias	9
- Tres familias y algunas juntas	12
- Cuatro o más familias, roca muy fracturada, "terrones de azúcar", etc.	15
- Roca triturada terrosa	20
En boquillas, se utiliza $2 J_n$ y en intersecciones de túneles $3 J_n$	

*Fuente: Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, (2004).

Figura 2.12

Meteorización de juntas J_a

DESCRIPCIÓN	J_a	Φ_r
* Contacto entre las dos caras de la junta.		
- Junta sellada dura, sin reblandecimiento, impermeable, p.ej. cuarzo, paredes sanas.	0,75	
- Caras de la junta únicamente manchadas.	1	25-30
- Las caras de la junta están alteradas ligeramente y contienen minerales no reblandecibles, partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	2	25-30
- Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fracción arcillosa no reblandecible.	3	20-25
- Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción, p.ej. caolinita, mica, clorita, talco, yeso, grafito, etc. y pequeñas cantidades de arcillas expansivas. Los recubrimientos son discontinuos con espesores máximos de 1 ó 2 mm.	4	8-16
*Contacto entre las dos caras de la junta con menos de 10 cm de desplazamiento.	J_a	Φ_r
- Partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla.	4	25-30
- Rellenos de minerales arcillosos no reblandecidos, fuertemente sobreconsolidados. Los recubrimientos son continuos de menos de 5 mm de espesor.	6	16-24
- Sobreconsolidación media o baja, reblandecimiento; rellenos de minerales arcillosos. Los recubrimientos son continuos de menos de 5 mm de espesor.	8	12-16
- Rellenos de arcillas expansivas, p.ej. montmorillonita, de espesor continuo de 5 mm. El valor J_a depende del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva.	8-12	6-12
* No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando ésta ha sufrido un desplazamiento cortante.	J_a	Φ_r
- Zonas o bandas de roca desintegrada o roca machacada y arcilla.	6-8 u 8-12	6-24 "
- Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeña fracción de arcilla, sin reblandecimiento.	5	6-24
- Milonitos arcillosos gruesos	10-13 ó 13-20	6-24 "

*Fuente: Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, (2004).

Figura 2.13

Rugosidad en las juntas J_r

DESCRIPCIÓN	J_r
* Contacto entre las dos caras de la junta mediante un desplazamiento cortante de menos de 10 cm	
- Juntas discontinuas	4
- Junta rugosa o irregular ondulada	3
- Suave ondulada	2
- Espejo de falla, ondulada	1,5
- Rugosa o irregular, plana	1,5
- Suave plana	1
- Espejo de falla, plana	0,5
* No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando ambas se desplazan lateralmente	J_r
- Zona conteniendo minerales arcillosos, suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las caras de la junta	1
- Arenas, gravas o zona fallada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras de la junta	1
NOTA: Si el espaciado de la familia de juntas es mayor de 3 m hay que aumentar el J_r en una unidad. Para juntas planas con espejo de falla provisto de lineaciones, si éstas están orientadas en la dirección de mínima resistencia, se puede usar $J_r=0,5$	

*Fuente: Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, (2004).

Figura 2.14

Presencia de agua en las juntas J_w

DESCRIPCIÓN	J_w	Presión agua kg/cm ²
- Excavaciones secas o de fluencia poco importante, p.ej. menos de 5 l/min localmente.	1	<1
- Fluencia o presión medias, ocasional lavado de los rellenos de las juntas.	0,66	1-2,5
- Fluencia grande o presión alta; considerable lavado de los rellenos de las juntas.	0,33*	2,5-10
- Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas al dar las pegas, decayendo con el tiempo.	0,1-0,2*	>10
- Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas y continuas, sin disminución.	0,05-0,1*	>10
Los valores presentados con el signo * son sólo valores estimativos. Si se instalan elementos de drenaje, hay que aumentar J_w . Los problemas causados por la formación de hielo no se consideran.		

*Fuente: Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, (2004).

Figura 2.15

Tensiones en la excavación S.R.F.

DESCRIPCIÓN			
1. Zonas débiles que intersectan la excavación y pueden causar caídas de bloques, según avanza la misma.	SRF		
A Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta alrededor (cualquier profundidad).	10		
B Sólo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación menor de 50 m).	5		
C Sólo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación mayor de 50 m).	2,5		
D Varias zonas de fractura en roca competente (libre de arcilla), roca suelta alrededor (cualquier profundidad).	7,5		
E Sólo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (profundidad de excavación menor de 50 m).	5		
F Sólo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (profundidad mayor de 50 m).	2,5		
G Juntas abiertas sueltas, muy fracturadas, etc. (cualquier profundidad).	5		
2. Rocas competentes, problemas de tensiones en las rocas.	σ_c/σ_1	σ_t/σ_1	SRF
H Tensiones pequeñas cerca de la superficie.	>200	>13	2,5
J Tensiones medias.	200-10	13-0,66	1,0
K Tensiones altas, estructura muy compacta (normalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales).	10-5	0,66-0,33	0,5-2,0
L Explosión de roca suave (roca masiva).	5-2,5	0,33-0,16	5-10
M Explosión de roca fuerte (roca masiva).	<2,5	<0,16	10-20
σ_c y σ_t son las resistencias a compresión y tracción, respectivamente, de la roca; σ_1 es la tensión principal máxima que actúa sobre la roca.			
3. Roca fluyente, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de altas presiones litostáticas.	SRF		
N Presión de flujo suave.	5-10		
O Presión de flujo intensa.	10-20		
4. Rocas expansivas, actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua.	SRF		
P Presión de expansión suave.	5-10		
R Presión de expansión intensa.	10-20		
- Observaciones al SRF:			
i Reducir los valores del SRF en un 25-50% si las zonas de rotura sólo influyen pero no intersectan a la excavación.			
ii En los casos en que la profundidad de la clave del túnel sea inferior a la anchura del mismo, se sugiere aumentar el SRF de 2,5 a 5 (ver H).			
iii Para campos de tensiones muy anisótropos (si se miden) cuando $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, reducir σ_c y σ_t a $0,8 \sigma_c$ y $0,8 \sigma_t$; cuando $\sigma_1/\sigma_3 > 10$, reducir σ_c y σ_t a $0,2 \sigma_c$ y $0,6 \sigma_t$, donde σ_3 es la tensión principal mínima que actúa sobre la roca.			

*Fuente: Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, (2004).

Figura 2.16

Relación del RMR y Q

CLASE	DESCRIPCION	RMR	Q
0	Excepcionalmente buena	----	100-1000
1	Muy buena	81-100	40-100
2	Buena	61-80	10-40
3	Media	41-60	4-10
4	Mala	21-40	1-4
5	Muy mala	0-20	0,1-1
6	Excepcionalmente mala	----	0,001-0,1

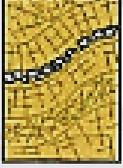
**Fuente: Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, (2004).*

2.2.5.3. Clasificación del GSI de Hoek-Brown

Propuesta por Hoek en el año 1992, “*esta clasificación se fundamenta en la observación cualitativa del macizo rocoso. “El GSI muestra los dos aspectos fundamentales del macizo rocoso, es decir su grado de fracturación, el tamaño y forma de los bloques y la resistencia al corte de las discontinuidades”*”. Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, (2004).

Figura 2.17

Clasificación GSI, Hoek y Brown

CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO PARA ESTIMAR SU RESISTENCIA Basándose en el aspecto de la roca elegir la categoría que mejor describa las condiciones del macizo previo a la excavación. Tener en cuenta que las voladuras pueden crear una impresión falsa sobre la calidad del macizo rocoso, en cuyo caso será necesario realizar algún tipo de ajuste por daños debidos a voladuras; la observación de testigos de sondeos y de frentes de roca en zonas afectadas y no afectadas por voladuras puede ser de ayuda. Para la definición del grado de fracturación (<i>blockiness</i>) debe considerarse la relación entre el tamaño del bloque y la dimensión del frente de excavación.		CONDICIÓN DEL FRENTE				
ESTRUCTURA		MUY BUENA (MB) Superficies muy rugosas sin alterar	BUENA (B) Superficies rugosas ligeramente alteradas, con patinas de oxidación	MEDIA (M) Superficies suaves moderadamente alteradas	POBRE (P) Superficies de cizalla muy alteradas con rellenos compactos conteniendo fragmentos rocosos	MUY POBRE (MP) Superficies de cizalla muy alteradas con rellenos arcillosos
	BLOQUES REGULARES (BR) Macizo rocoso sin alterar. Bloques en contacto de forma cúbica formados por tres familias de discontinuidades ortogonales, sin relleno.	BR/MB	BR/B	BR/M	BR/P	BR/MP
	BLOQUES IRREGULARES (BI) Macizo rocoso parcialmente alterado. Bloques en contacto de forma angular formados por cuatro o más familias de discontinuidades con rellenos con baja proporción de finos.	BI/MB	BI/B	BI/M	BI/P	BI/MP
	BLOQUES Y CAPAS (BC) Macizo alterado, plegado y fracturado con múltiples discontinuidades que forman bloques angulosos y con baja proporción de finos.	BC/MB	BC/B	BC/M	BC/P	BC/MP
	FRACTURACIÓN INTENSA (FI) Macizo rocoso muy fracturado formado por bloques angulosos y redondeados, con alto contenido de finos.	FI/MB	FI/B	FI/M	FI/P	FI/MP

**Fuente: Gonzales Diez & Martinez Cedrun, (2000).*

2.2.6. Sostenimiento en Minería Subterránea

“La estabilidad de la roca circundante a una excavación simple como un tajeo, una galería, un crucero, una estación de pique, una rampa, etc., depende de los esfuerzos

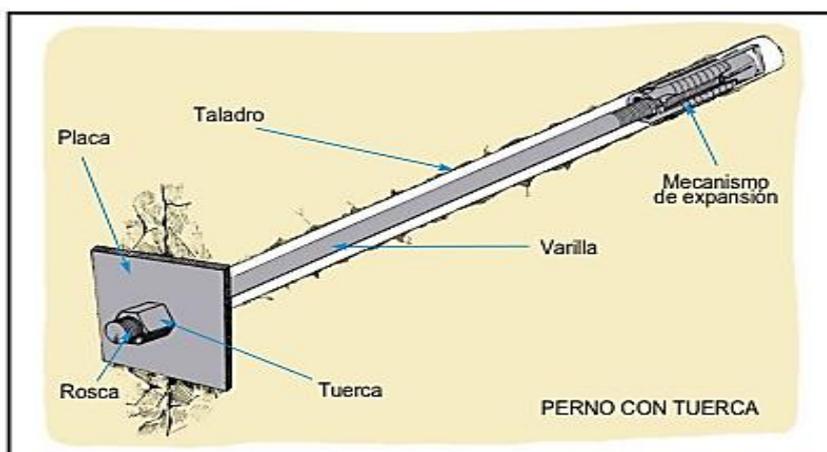
y de las condiciones estructurales de la masa rocosa detrás de los bordes de la abertura. Las inestabilidades locales son controladas por los cambios locales en los esfuerzos, por la presencia de rasgos estructurales y por la cantidad de daño causado a la masa rocosa por la voladura. En esta escala local, el sostenimiento es muy importante porque resuelve el problema de la estructura de la masa rocosa y de los esfuerzos, controlando el movimiento y reduciendo la posibilidad de falla en los bordes de la excavación”. Geo-Libros, (2020).

2.2.6.1. Sostenimiento con Pernos de Anclaje Mecánico

“Un perno de anclaje mecánico, consiste en una varilla de acero usualmente de 16 mm de diámetro, dotado en su extremo de un anclaje mecánico de expansión que va al fondo del taladro. Su extremo opuesto puede ser de cabeza forjada o con rosca, en donde va una placa de base que es plana o cóncava y una tuerca, para presionar la roca. Siempre y cuando la varilla no tenga cabeza forjada, se pueden usar varios tipos de placas de acuerdo a las necesidades de instalación requeridas”. (Geo-Libros, 2020).

Figura 2.18

Perno de Anclaje Mecánico



*Fuente: Geo-Libros, (2020).

Las siguientes consideraciones son importantes para su utilización:

- El uso de este método está restringido a rocas de dureza moderada a alta, que sean masivas, con bloques o estratificadas, y sin presencia de agua. No se recomienda su uso en rocas extremadamente duras, fracturadas o débiles, ya que el anclaje puede deslizarse bajo cargas. Tampoco es adecuado para rocas sometidas a altos niveles de esfuerzo.
- Su uso está limitado a refuerzo temporal, pero pueden ser utilizados para refuerzo permanente siempre y cuando se tomen medidas para prevenir la corrosión en entornos húmedos y se realice un post-cementado con pasta de cemento para asegurar la unión entre la varilla y la pared del taladro.
- La capacidad de anclaje de estos elementos se ve comprometida por las vibraciones generadas durante la voladura o el astillamiento de la roca detrás de la placa, debido a las altas fuerzas de contacto. Por lo tanto, no se recomienda su uso en áreas próximas a zonas de voladura.
- Proporcionan una tensión limitada que raramente sobrepasan las 12 TM.

2.2.6.2. Sostenimiento con Pernos de Varilla Cementados con Resina

“Consiste en una varilla de fierro o acero, con un extremo biselado, que es confinado dentro del taladro por medio de cemento (en cartuchos o inyectados), resina (en cartuchos) o resina y cemento. El anclaje entre la varilla y la roca es proporcionado a lo largo de la longitud completa del elemento de refuerzo, por tres mecanismos: adhesión química, fricción y fijación, siendo los dos últimos mecanismos los de mayor importancia, puesto que la eficacia de estos pernos está en función de la adherencia entre el fierro y la roca proporcionada por el cementante, que a su vez cumple una función de protección contra la corrosión, aumentando la vida útil del perno. De acuerdo a esta función, en presencia de agua, particularmente en agua

ácida, el agente cementante recomendado será la resina, en condiciones de ausencia de agua será el cemento”. (Geo-Libros, 2020).

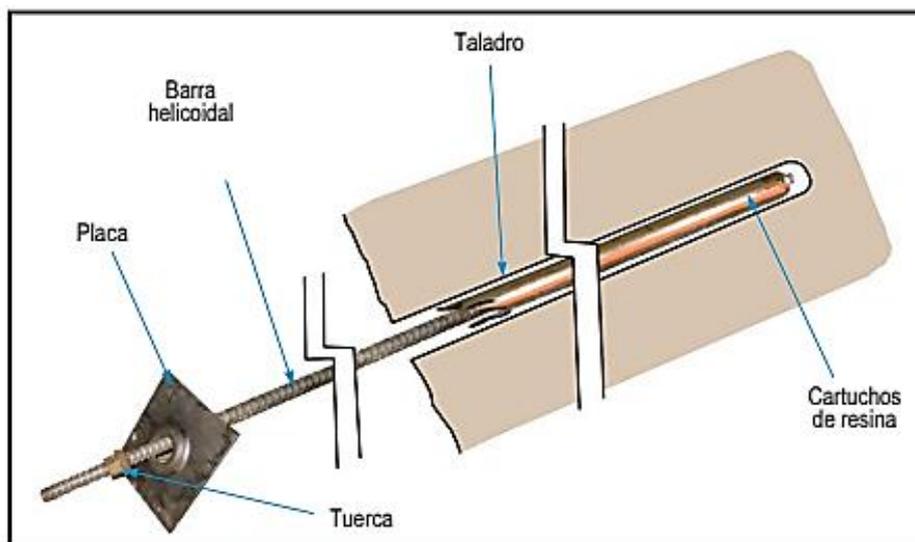
En la industria minera nacional, dos tipos de pernos de anclaje destacan por su utilización frecuente: la varilla de fierro corrugado de 20 mm y la barra helicoidal de 22 mm, ambas con longitudes variables (de 5 a 12 pies). La primera es un estándar establecido, mientras que la segunda es una solución innovadora.

La barra helicoidal ofrece múltiples beneficios gracias a su diseño de rosca continua. Su diámetro mayor proporciona una resistencia aumentada y su rosca constante facilita el reajuste de la placa contra la pared rocosa.

En cuanto a capacidad de anclaje, las varillas de fierro corrugado alcanzan 12 TM, mientras que las barras helicoidales exceden los 18 TM.

Figura 2.19

Perno de varilla corrugada



*Fuente: Geo-Libros, (2020).

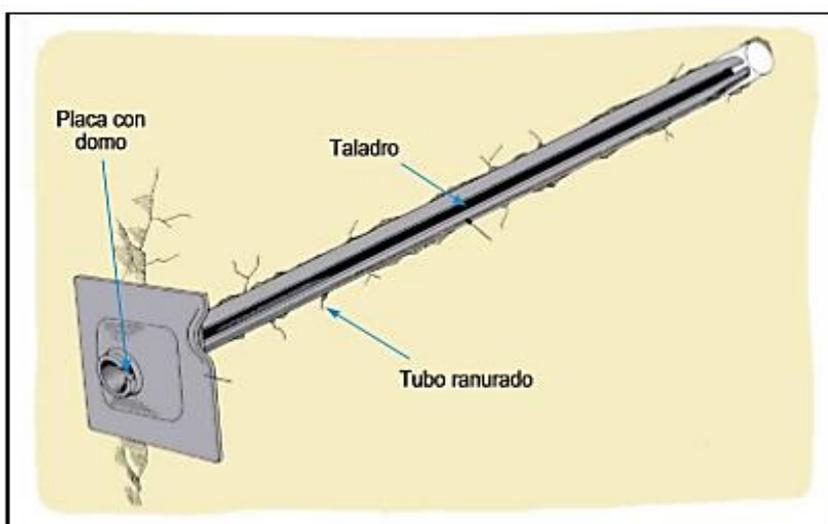
2.2.6.3. Sostenimiento con Split Sets

“Los Split sets, conjuntamente con los swellex, representan el más reciente desarrollo de técnicas de reforzamiento de roca, ambos trabajan por fricción (resistencia al deslizamiento) a lo largo de toda la longitud del taladro, Aunque los dos trabajan con el mismo principio, tienen diferentes mecanismos de sostenimiento, como veremos más adelante”. (Geo-Libros, 2020).

“El Split set, consiste de un tubo ranurado a lo largo de su longitud, uno de los extremos es ahusado y el otro lleva un anillo soldado para mantener la platina. Al ser introducido el perno a presión dentro de un taladro de menor diámetro, se genera una presión radial a lo largo de toda su longitud contra las paredes del taladro, cerrando parcialmente la ranura durante este proceso. La fricción en el contacto con la superficie del taladro y la superficie externa del tubo ranurado constituye el anclaje, el cual se opondrá al movimiento o separación de la roca circundante al perno, logrando así indirectamente una tensión de carga”. (Geo-Libros, 2020).

Figura 2.20

Pernos de fricción Split set



*Fuente: Geo-Libros, (2020).

“El diámetro de los tubos ranurados varía de 35 a 46 mm, con longitudes de 5 a 12 pies. Pueden alcanzar valores de anclaje de 1 a 1.5 toneladas por pie de longitud del perno, dependiendo principalmente del diámetro de la perforación efectuada, la longitud de la zona del anclaje y el tipo de la roca”. (Geo-Libros, 2020).

Las siguientes consideraciones son importantes para su utilización:

- El uso de Split sets es más común en aplicaciones de refuerzo temporal, especialmente en combinación con otros sistemas de refuerzo en terrenos de calidad regular a pobre. No obstante, su uso no es recomendado en rocas intensamente fracturadas y con baja resistencia
- *“Su instalación es simple, solo se requiere una máquina jack-legs o un jumbo. Proporciona acción de refuerzo inmediato después de su instalación y permite una fácil instalación de la malla”.* (Geo-Libros, 2020).
- *“El diámetro del taladro es crucial para su eficacia, el diámetro recomendado para los Split sets de 39 mm es de 35 a 38 mm, con diámetros más grandes se corre el riesgo de un anclaje deficiente y con diámetros más pequeños es muy difícil introducirlos. Son susceptibles a la corrosión en presencia de agua, a menos que sean galvanizados. En mayores longitudes de Split sets, puede ser difícil la correcta instalación. Los Split sets son relativamente costosos”.* (Geo-Libros, 2020).

2.2.6.4. Sostenimiento con Swellex

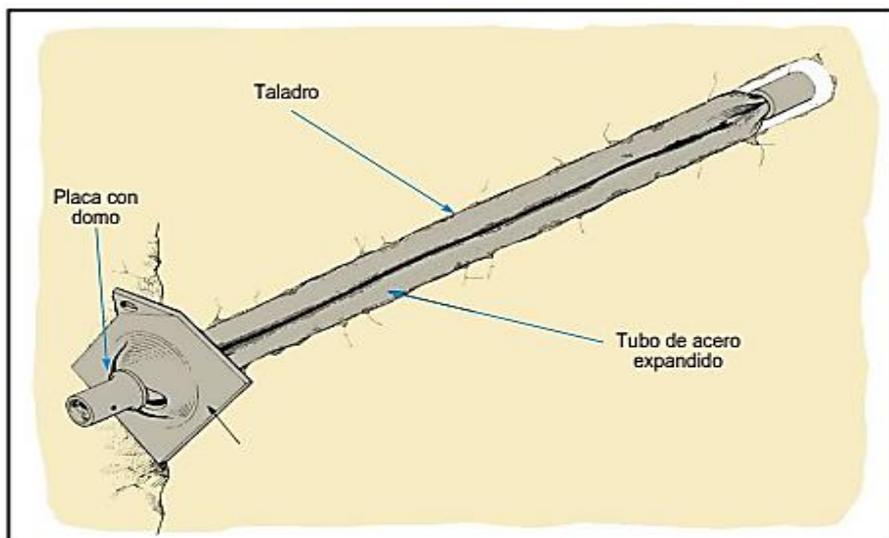
“También es un perno de anclaje por fricción, pero en este caso la resistencia friccional al deslizamiento se combina con el ajuste, es decir, el mecanismo de anclaje es por fricción y por ajuste mecánico, el cual funciona como un anclaje repartido.

El perno swellex está formado por un tubo de diámetro original de 41 mm y puede tener de 0.6 a 12 m de longitud o más (en piezas conectables), el cual es plegado durante su fabricación para crear una unidad de 25 a 28 mm de diámetro. Éste es insertado en un taladro de 32 a 39 mm de diámetro. No se requiere ninguna fuerza de empuje durante su inserción. La varilla es activada por inyección de agua a alta presión (aproximadamente 30 MPa ó 300 bar) al interior del tubo plegado, el cual infla al mismo y lo pone en contacto con las paredes del taladro, adaptándose a las irregularidades de la superficie del taladro, así se consigue el anclaje”. (Geo-Libros, 2020).

“Una vez expandido el tubo, se genera una tensión de contacto entre el tubo y la pared del taladro, produciendo dos tipos de fuerzas: una presión o fuerza radial perpendicular a su eje y una fuerza de rozamiento estático, en toda su longitud, cuya magnitud depende de la estructura de la roca y de la dimensión del taladro”. (Geo-Libros, 2020).

Figura 2.21

Pernos Swellex



*Fuente: Geo-Libros, (2020).

Antes de utilizar, es crucial considerar los siguientes puntos clave:

- *“Constituyen un sistema alternativo a los Split sets, pero de mejor rendimiento en terreno de menor calidad, para el refuerzo temporal. Debido a la existencia de distintos tipos de swellex, cubren un amplio rango de aplicación desde rocas duras a suaves y en terrenos muy fracturados. Tienen buena respuesta a los efectos cortantes de la roca. En roca dura, 0.5 m de longitud del perno, proporciona una resistencia a la tracción igual a su carga de rotura. Dada su gran flexibilidad, éstos pueden instalarse en longitudes de hasta 3 veces la altura de la labor”. (Geo-Libros, 2020).*
- Su instalación es rápida y sencilla, ofreciendo un refuerzo instantáneo. Además, incorpora arandelas que facilitan la colocación de malla en cualquier momento, lo que lo hace ideal para diversas aplicaciones.
- *“El principal problema es la corrosión, aunque las nuevas versiones vienen cubiertas con una capa elástica protectora o son de acero inoxidable. Son más costosos que los Split sets”. (Geo-Libros, 2020).*

2.2.6.5. Sostenimiento con Malla Metálica Electrosoldada

“La malla metálica principalmente es utilizada para los siguientes tres fines: primero, para prevenir la caída de rocas ubicadas entre los pernos de roca, actuando en este caso como sostenimiento de la superficie de la roca; segundo, para retener los trozos de roca caída desde la superficie ubicada entre los pernos, actuando en este caso como un elemento de seguridad; y tercero, como refuerzo del shotcrete. Existen dos tipos de mallas: la malla eslabonada y la malla electrosoldada. La malla eslabonada o denominada también malla tejida, consiste de un tejido de alambres, generalmente de # 12/10, con cocadas de 2”x2” ó 4”x4”, construida en material de

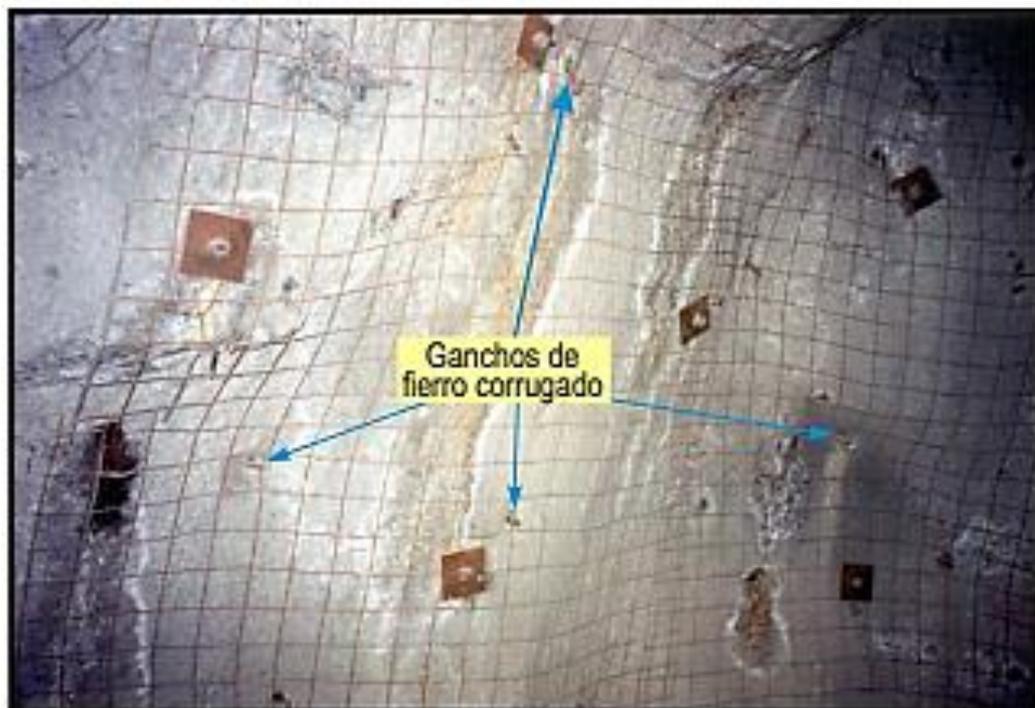
acero negro que puede ser galvanizada para protegerla de la corrosión. Por la forma del tejido es bastante flexible y resistente. Esta malla no se presta para servir de refuerzo al concreto lanzado, por la dificultad que hay en hacer pasar el concreto por las mallas, no recomendándose para este uso”. (Geo-Libros, 2020).

La malla electrosoldada está compuesta por una cuadrícula de alambres de acero negro (#10/08) con intersecciones soldadas, espaciadas 4”x4” (10x10 cm). Es recomendada para refuerzo de concreto lanzado y puede ser galvanizada para mayor durabilidad.

La malla electrosoldada se suministra en dos formatos: rollos de 25 metros de largo y 2 metros de ancho, y planchas de 3 metros de largo y 2 metros de ancho, ofreciendo flexibilidad para diversas aplicaciones.

Figura 2.22

Malla Electrosoldada



**Fuente: Geo-Libros, (2020).*

Para una instalación efectiva de la malla electrosoldada, es crucial considerar los siguientes aspectos:

- Delimite claramente el área donde se instalará la malla para evitar errores.
- Limpie completamente el área de obstáculos, bloques sueltos y escombros.
- Coloque la malla con cuidado, utilizando soportes o puntales para mantener su posición.
- Fije la malla firmemente con pernos de anclaje adecuados para la roca.
- Asegure la malla con platina o arandelas resistentes para evitar movimientos.
- Ajuste la malla a la forma de la superficie rocosa con ganchos de fierro corrugado para una adherencia óptima.
- Evite dejar la malla suelta, especialmente en áreas donde se aplicará shotcrete, para evitar problemas de estabilidad.
- Asegure los traslapes entre mallas con pernos y alambre para mantener la integridad estructural.
- En zonas de alta tensión, elimine empalmes horizontales y refuerce los verticales con varillas de fierro corrugado.
- Recorte la malla según sea necesario para facilitar su manejo y colocación.
- Reemplace la malla dañada por voladura con nueva para mantener la seguridad y eficacia.

2.2.6.6. Sostenimiento con Concreto Lanzado Shotcrete

El concreto lanzado (shotcrete) es un tipo de concreto que se compone de cemento, agregados, agua, aditivos y elementos de refuerzo, aplicados neumáticamente y compactados dinámicamente a alta velocidad sobre una superficie, utilizado comúnmente en obras de ingeniería civil, construcción subterránea, reparación y

refuerzo de estructuras, y proyectos de minería y excavación, debido a su capacidad para alcanzar áreas de difícil acceso y formas complejas.

El shotcrete utiliza dos tecnologías: mezcla seca y mezcla húmeda. La mezcla seca implica alimentar componentes secos o ligeramente humedecidos en una tolva con agitación continua, y luego inyectar aire comprimido para transportar los materiales hacia la manguera de suministro a través de un tambor giratorio o caja de alimentación.

En el proceso de mezcla húmeda, se prepara una mezcla homogénea de componentes del shotcrete y agua, que luego se bombea mediante una unidad de desplazamiento positivo hacia la boquilla de aplicación. En ese punto, se incorpora aire a alta presión para proyectar la mezcla sobre la superficie rocosa con precisión y eficacia.

“El producto final de los procesos de shotcrete ya sea seco o húmedo es similar. El sistema de mezcla seca tiende a ser más utilizado en la minería subterránea, debido a que generalmente usa equipos pequeños y compactos, los mismos que pueden ser movilizadas en forma relativamente fácil en la mina. El sistema de mezcla húmeda es ideal para aplicaciones de alta producción, como en piques profundos o labores de avance de gran longitud y donde los accesos permiten operar al equipo de aplicación de shotcrete sobre una base más o menos continua. Las decisiones para usar procesos de shotcrete seco o húmedo, son usualmente adoptadas para cada sitio en particular. Adecuadamente aplicado, el shotcrete es un material de construcción estructuralmente sólido y durable, con buenas características de adhesión con la roca y alta resistencia. Estas propiedades favorables se consiguen con buenas especificaciones y materiales, preparación adecuada de la superficie, buenas prácticas de mezclado, aplicación del shotcrete y supervisión”. (Geo-Libros, 2020).

Aplicación del shotcrete

“La calidad del shotcrete final depende de los procedimientos usados en su aplicación. Estos procedimientos incluyen: la preparación de la superficie, técnicas del lanzado (manipulación de la boquilla o tobera), iluminación, ventilación, comunicación y el entrenamiento de la cuadrilla. El shotcrete no debe ser aplicado directamente a la superficie rocosa seca, con polvo o congelada. El área de trabajo debe ser rociada con un chorro de aire-agua para remover la roca suelta y el polvo de la superficie donde se aplicará el shotcrete. La roca húmeda creará una buena superficie, sobre la cual se colocará la capa inicial de shotcrete. En caso de aplicar varias capas de shotcrete, antes de aplicar la siguiente capa es necesario limpiar la anterior para una buena adherencia”. (Geo-Libros, 2020).

Figura 2.23

Lanzado de shotcrete



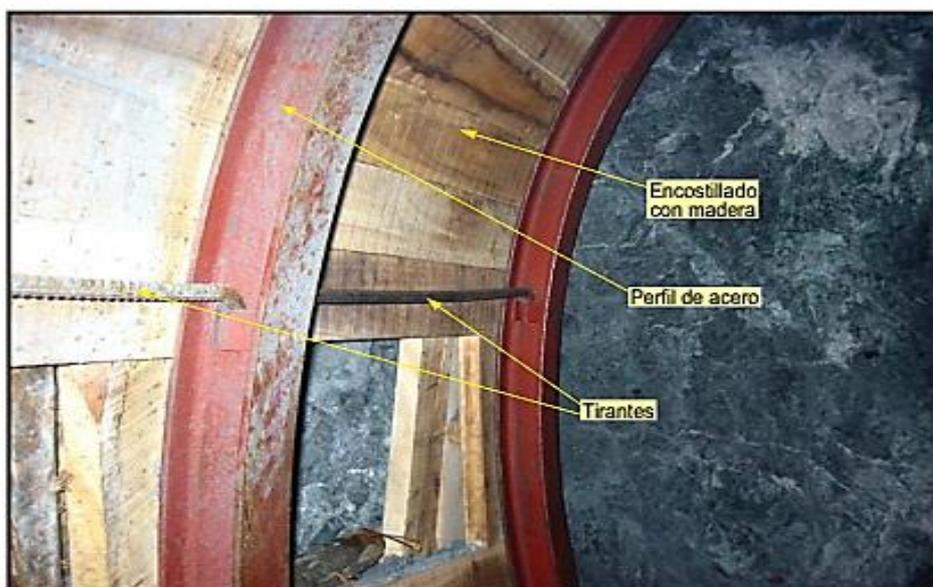
**Fuente: Geo-Libros, (2020).*

2.2.6.7. Sostenimiento con Cimbras Metálicas

“Este típico sostenimiento activo o soporte es utilizado generalmente para el sostenimiento permanente de labores de avance, en condiciones de masa rocosa intensamente fracturada y/o muy débil, que le confieren calidad mala a muy mala, sometida a condiciones de altos esfuerzos. Para lograr un control efectivo de la estabilidad en tales condiciones de terreno, las cimbras son utilizadas debido a su excelente resistencia mecánica y sus propiedades de deformación, lo cual contrarresta el cierre de la excavación y evita su ruptura prematura. La ventaja es que este sistema continúa proporcionando soporte después que hayan ocurrido deformaciones importantes. Las cimbras son construidas con perfiles de acero, según los requerimientos de la forma de la sección de la excavación, es decir, en forma de baúl, herradura o incluso circulares, siendo recomendable que éstos sean de alma llena. Hay dos tipos de cimbras, las denominadas “rígidas” y las “deslizantes o fluyentes”. Las primeras usan comúnmente perfiles como la forma de cimbra W, H, e I, conformadas por dos o tres segmentos que son unidos por platinas y pernos con tuerca. Las segundas usan perfiles como las V y Û, conformadas usualmente por tres segmentos que se deslizan entre sí, sujetados y ajustados con uniones de tornillo”. (Geo-Libros, 2020).

Figura 2.24

Instalación con cimbras metálicas



*Fuente: Geo-Libros, (2020).

2.2.7 Sostenimiento pasivo:

El sostenimiento pasivo se refiere a las técnicas y métodos utilizados para mantener la estabilidad de una excavación o estructura subterránea sin utilizar elementos de soporte activos, como pilares o vigas. En su lugar, se aprovechan las propiedades naturales de la roca para resistir las fuerzas de deformación y colapso.

Algunos ejemplos de sostenimiento pasivo incluyen:

- ✓ Utilización de la resistencia natural de la roca.
- ✓ Diseño de la excavación para minimizar el estrés.
- ✓ Uso de la fricción entre la roca y el material de relleno.
- ✓ Creación de una "corteza" de roca estable alrededor de la excavación.

2.2.8 Sostenimiento activo:

El sostenimiento activo se refiere a las técnicas y métodos utilizados para mantener la estabilidad de una excavación o estructura subterránea mediante la aplicación de elementos de soporte externos, que trabajan en contra de las fuerzas de deformación y colapso.

Ejemplos de sostenimiento activo:

- ✓ Pilares de hormigón o acero.
- ✓ Vigas de soporte.
- ✓ Mallas metálicas electrosoldadas.
- ✓ Pernos y varillas de anclajes.
- ✓ Shotcrete, Refuerzo con fibra de carbono.
- ✓ Soportes metálicos.

2.2.9. Definición de Términos

Alteración: Cambios químicos, físicos o mineralógicos en las rocas debido a factores externos, afectando sus propiedades mecánicas y físicas.

Agua subterránea: Cantidad de agua que se encuentra bajo la superficie terrestre, en los poros y fracturas de las rocas, influenciando la estabilidad y comportamiento geomecánico de las formaciones rocosas.

Apertura: Espacio entre las paredes de una fractura, grieta o fisura en una roca, medido en dirección perpendicular a la superficie de separación.

Chimenea: Estructura vertical utilizada para la extracción de mineral, transporte de personal y equipo, y ventilación en minas subterráneas.

Costos: Valor económico asociado a la construcción, mantenimiento, operación y explotación de una mina o proyecto minero.

Discontinuidades: Fracturas, fallas, fisuras, diaclasas u otros planos de debilidad en la roca que interrumpen su continuidad y afectan su resistencia mecánica y estabilidad.

Evaluación: Proceso sistemático de analizar y estimar las condiciones geotécnicas, estructurales y mecánicas de una formación rocosa, para determinar su estabilidad, resistencia y comportamiento ante cargas.

Esfuerzos: Fuerzas internas por unidad de área que actúan sobre un cuerpo rocoso, causando deformación, tensión o compresión, y que pueden ser clasificados en tres tipos: Tensión (tracción), Compresión, Corte (deslizamiento), estos esfuerzos pueden ser causados por las aperturas y excavaciones, gravedad, cargas externas, movimientos tectónicos, entre otros.

Espaciamiento: Distancia entre discontinuidades (fracturas, fisuras, diaclasas) en una formación rocosa, medida en dirección perpendicular a las mismas.

Estabilidad de labores de minería subterránea: Condición de resistencia y resistencia a la deformación de las excavaciones subterráneas (túneles, cámaras, chimeneas), que garantiza la seguridad y mantenimiento de su forma y estructura durante la explotación minera. Teniendo en cuenta los siguientes factores que influyen en la estabilidad; Propiedades geomecánicas de la roca, diseño de la excavación, métodos de sostenimiento y refuerzo, cargas externas e internas, condiciones hidrogeológicas.

Galería: Excavación subterránea horizontal o subhorizontal en una mina, utilizada para el acceso, transporte, ventilación y extracción de mineral, generalmente de sección rectangular o arqueada.

Geomecánica: Ciencia que estudia el comportamiento mecánico de las rocas y suelos en condiciones naturales, analizando su resistencia, deformabilidad y estabilidad ante cargas y disturbios, para aplicaciones en; Minería, Ingeniería civil, Petróleo, Geotecnia.

Macizo Rocos: Roca intacta + discontinuidades. Conjunto de rocas que forma una unidad geológica coherente, con características litológicas, estructurales y geomecánicas similares, que se extiende en una zona determinada.

Orientación: Posición espacial de una estructura, roca o discontinuidad en relación con los ejes cartesianos (Norte, Sur, Este, Oeste) y la vertical.

Persistencia: Extensión lateral o longitudinal de una característica, estructura o discontinuidad en una roca, medida en metros o porcentaje del total.

Pets: Se conoce como Procedimiento al documento que describe paso a paso la forma correcta de realizar una tarea desde su inicio hasta su finalización, estableciendo un conjunto de acciones consecutivas y sistemáticas para garantizar eficiencia, seguridad y calidad en su ejecución.

Peligro: “Situación o característica intrínseca de algo capaz de ocasionar daños a las personas, equipos, procesos y medio ambiente”. (D.S N 024-2016 MOD. D.S N 023-2017-EM, Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería).

Rugosidad: Característica superficial que describe la aspereza y textura de una roca o material.

Relleno: Material que llena naturalmente las fracturas o espacios entre las rocas, como mineralización, arcilla, limo, etc., afectando su resistencia y comportamiento mecánico.

Roca Intacta: Roca que no ha sido alterada por fracturas, fallas o deformaciones, manteniendo sus propiedades originales y resistencia.

RQD (Rock Quality Designation): Índice que mide la calidad de una roca intacta, basado en el porcentaje de núcleos de roca sólida y continua en una muestra de sondeo.

Riesgo: “Probabilidad de que un peligro se materialice en determinadas condiciones y genere daños a las personas equipos y al medio ambiente”. (D.S N 024-2016 MOD. D.S N 023-2017-EM, Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería).

RMR (Rock Mass Rating): Índice que clasifica la calidad de una masa rocosa, considerando resistencia, fracturación, espaciamiento, orientación, condición de superficies y presencia de agua, con valores de 0-100 (muy pobre a muy buena).

Sostenimiento: El sostenimiento es un conjunto de técnicas y estructuras diseñadas para mantener la estabilidad y prevenir el colapso de excavaciones o cavidades subterráneas, como túneles, minas, y excavaciones en roca o suelo. Su objetivo es garantizar la seguridad y estabilidad durante la excavación y posterior uso, controlando la deformación y el movimiento del terreno, y evitando la caída de rocas o material. Esto se logra mediante la instalación de elementos de sostenimiento, refuerzos, anclajes, cimbrados, entibaciones y pantallas, que trabajan en conjunto para distribuir las cargas y tensiones del terreno, y mantener la integridad estructural de la excavación.

2.3. ASPECTOS GENERALES DEL AMBITO DE ESTUDIO

2.3.1. GENERALIDADES Y AMBITO DE ESTUDIO

2.3.1.1. Ubicación

La UNIDAD MINERA CAPITANA DE CARAVELÍ S.A.C, se encuentra ubicada en la zona Sur del Perú, Distrito de Huanuhuanu, Provincia de Caravelí, Región de Arequipa, a una distancia aproximada de 400 kilómetros al Noroeste de la ciudad de Arequipa, sus coordenadas geográficas en “UTM WGS84”; referidas a un punto cercano al centro de operaciones mineras son “N: 8’267,200 y E: 597,200” (oficinas administrativas del campamento minero).

Tabla 3.1

Datos Generales de Ubicación

Datum Horizontal	Coordenadas UTM	Altitud	Zona
WGS-84	8,267,200 N-597,200 E	Entre 1100 - 3100 m.s.n.m	19-L

**Fuente: Elaboración Propia*

2.3.1.2. Vías de Acceso

El acceso al centro de operaciones de UEA LA CAPITANA de la Minera Caravelí S.A.C, se realiza desde la ciudad de Lima vía terrestre a través de la carretera Panamericana Sur hasta el Puerto de Chala (kilómetro 607), luego a través de la trocha carrozable PUERTO DE CHALA – TOCOTA con dirección hacia el NORESTE hasta la Planta Beneficio Chacchulle-Tocota (campamento minero). El tiempo de viaje promedio en camioneta es 10 horas (Lima – Planta Beneficio Chacchulle).

2.4. U.E.A LA CAPATINA MINA CARAVELI S.A.C.

2.4.1. Reservas Minerales

Las reservas de mineral estimadas por el departamento de geología en los últimos años (2023) para la unidad minera la capitana de la compañía minera Caravelí S.A.C son las siguientes:

Tabla 3.2

Reservas de Mineral

RESERVA DE MINERAL VETA “NANCY, ESPERANZA Y ESCONDIDA” MINA LA CAPITANA CARAVELÍ S.A.C		
Mineral	TM	Au (Gr/Tm)
Mneral Probado	312,688.00	5.50
Mineral Probable	154,400.00	3.60
TOTAL	467,088.00	4.55

**Fuente: Elaboración Propia*

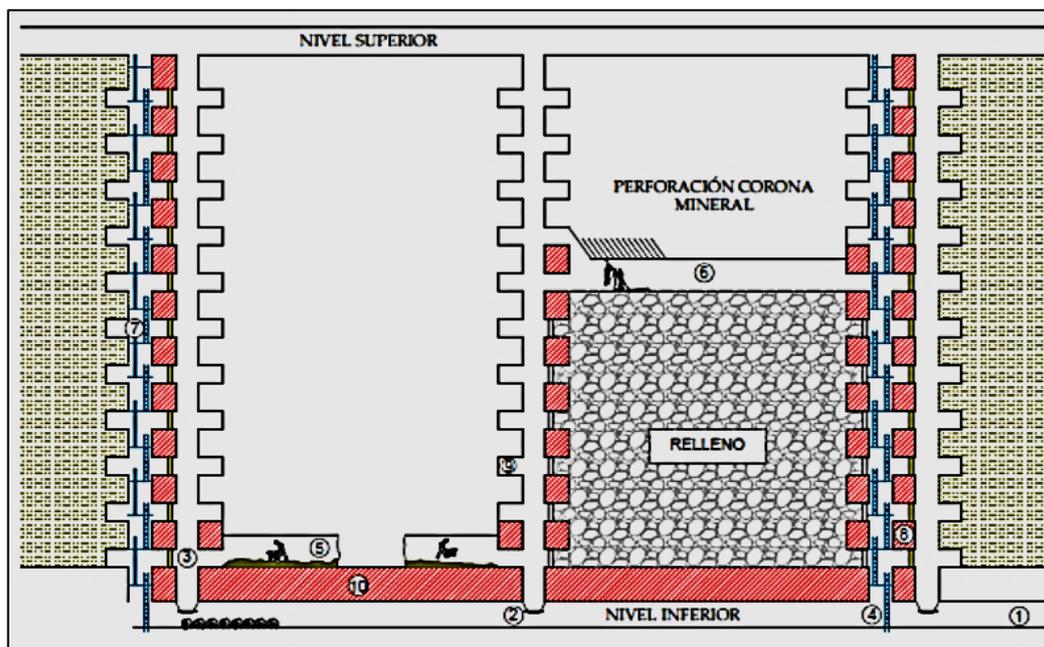
2.4.2. Método de Explotación Empleado

El método actualmente aplicado es “CORTE & RELLENO ASCENDENTE” con las variantes de perforación en “BREASTING Y REALCE”. Este método consiste en “desarrollar y preparar” una infraestructura minera previa que en el esquema convencional del método consta de “galerías superior e inferior 2.4x2.4m², chimeneas en estructura mineralizada cada 50 metros, subnivel sobre la galería inferior 1.0x1.5m² configurando un puente en mineral con altura mínima de 2.5 metros, conformación de un “buzón y camino central de sección 1.5x2.5 m² en el block para echadero de mineral, camino de acceso del personal e ingreso de materiales”, posteriormente se inicia la explotación del tajeo en forma ascendente desde la galería inferior hacia la

galería del nivel superior en “BREASTING Y REALCE” configurando un puente mineralizado debajo de la galería superior con alturas variables entre 2.5 a 3.0 metros. El mineral es roto en franjas “horizontales y/o verticales” con alturas variables de excavación entre 3.0 y 4.0 metros en función a las variantes de perforación en BREASTING (RMR<41) y REALCE (RMR>40) respectivamente; posterior a la rotura del mineral en el tajeo se realiza las actividades de “sostenimiento, limpieza del mineral, preparación para relleno y finalmente colocación del relleno en los tajeos”.

Figura 3.1

Método de corte y relleno ascendente



*Fuente: Predumin S.A (2020)

Actualmente en CARAVELÍ, se considera el uso de material estéril (desmonte de mina) como relleno de mina (RD), el cual se obtiene de romper la caja (mediante proceso de desquinche) este aspecto constituye una restricción importante en la optimización del proceso de minado por el alto costo de rotura, en principio el relleno

de desmontes debe ser obtenido en los frentes de avance (desarrollo, exploración y preparación), rocas “estériles y/o minerales submarginales” los cuales se deben acopiar estratégicamente en cámaras cercanas a los tajeos para posteriormente ser utilizadas como relleno en los tajeos utilizando equipos LHD.

El método actual (C&FS) se adapta muy bien a la variación de las condiciones naturales que presentan las estructuras mineralizadas que vienen siendo “exploradas, preparadas y explotadas entre los niveles “1980 y 1440”. Los aspectos positivos de la aplicación del método actual son “buena selectividad en el minado, menor impacto por voladura en los tajeos caso de explotación en BREASTING, algunos aspectos negativos del método actual son “el relleno es una restricción fundamental sea por la forma como se obtiene y/o por la forma como se dispone en el tajeo, de la carga debido a las distancias de acarreo-transporte y carencia de infraestructura adecuada para el reingreso de material estéril que reduciría significativamente los costos de relleno, se observa que hay mucha pérdida de horas-hombre, horas-máquina, alto costo de sostenimiento por ciclo de minado, etc.”.

2.4.3. Ciclo de Minado

El análisis detallado del ciclo de minado se lleva a cabo en cada una de las operaciones individuales que lo integran, mediante la implementación del método "Corte y Relleno Ascendente" junto con sus respectivas variantes de explotación., los cuales se describen líneas abajo:

2.4.3.1. Perforación

En los tajeos, la perforación se lleva a cabo con equipos perforadores neumáticos tipo Jack-legs.. La longitud de perforación es variable en los tajeos entre “4 a 6” pies.

2.4.3.2. Voladura

El “carguío y voladura” de los taladros de producción perforados en la mayoría de los tajeos se realiza usando sistemas de iniciación mixtos “Carmex y Emulsiones explosivas como carga de fondo y carga de columna”.

2.4.3.3. Acarreo de Mineral

La limpieza del mineral en los tajeos se realiza en forma manual con “pico-lampacarretilla” hasta los buzones de almacenamiento, desde donde se extraen en la galería inferior a través de la descarga directa de la tolva a los carros mineros y desde aquí por la galería hasta su acumulación en la Cancha de almacenamiento en superficie dispuesto en cada nivel de la Mina, la limpieza del mineral en tajeos semi-mecanizado se realiza usando equipos LHD, las distancias de acarreo (desde los tajeos hacia el echadero de mineral hacia el nivel inferior y/o cámaras de carguío en el nivel para luego cargar a los carros mineros y luego a través de estos sacar el mineral para su acumulación en la Cancha de almacenamiento de superficie dispuesto en cada nivel de la Mina.

2.4.3.4. Ventilación

Actualmente la ventilación en la U.E.A la Capitana se da con el ingreso del aire a la mina a través de las bocaminas de los siguientes niveles: 1700, 1820, 1860, 1880, 1915 y 1980. El caudal total que ingresa a la mina es de: **32,056 CFM.** (Zona 1) y para la Zona 2 El ingreso del aire a la mina se da a través de las bocaminas de los siguientes niveles: 1760, 1850, 1440, 1520, 1580, 1610, 1640, 1670, 1700. El caudal total que ingresa a la mina es de: **47,208 CFM.**

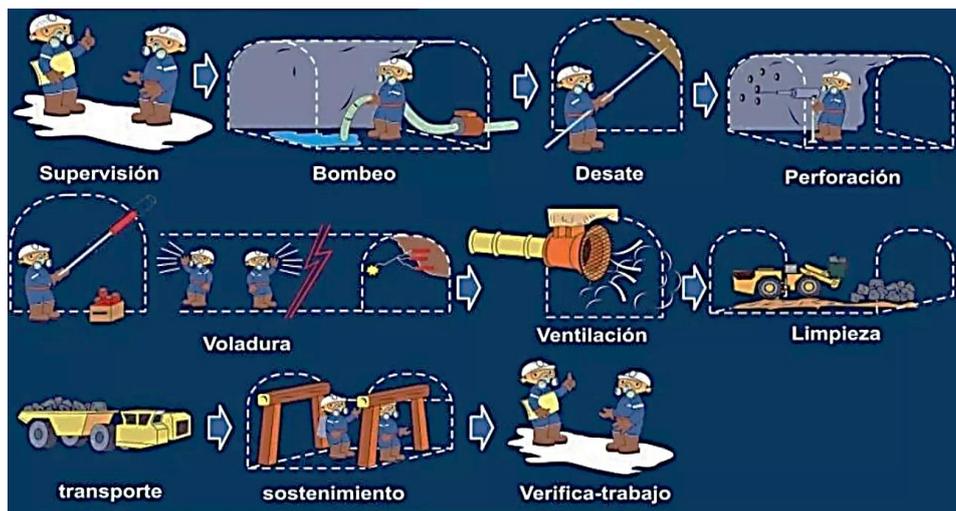
2.4.3.5. Sostenimiento

El sostenimiento en los tajeos actualmente se realiza mediante la aplicación de madera (cuadros de madera y puntales de seguridad con guarda cabeza) y en algunos

sectores donde se está implementando el sistema trackless el sostenimiento se realiza mediante aplicación de “pernos de fricción y pernos con resinas-cartuchos cementados más malla electrosoldada”.

Figura 3.2

Ciclo de Minado



**Fuente: B&G Engineering SAC (2017)*

2.4.3.6. Preparación Para Relleno

La preparación para el relleno consiste básicamente en realizar “orden, limpieza y marcado del nivel de relleno según la variante de explotación, perforación y voladura para el desquinche de las rocas caja, desatado de rocas, sostenimiento sobre la carga rota”.

2.4.3.7. Relleno en Tajeos

El proceso consiste en la colocación manual de carga rota producto del desquinche desde cajas utilizando "pico-lampa y carretilla" para distancias de 0 a 25 metros. La ausencia de relleno en el momento y volumen necesario para llenar los espacios vacíos genera condiciones de minado inferiores (alturas de excavación reducidas por ser espacios restringidos, anchos de excavación que oscilan entre 0.8 y 2.4 metros), la

iluminación y visibilidad son insuficientes, y la inestabilidad de las paredes del tajeo (debido a la liberación de presión y relajación) en conjunto representan una limitación significativa para asegurar la continuidad del ciclo de minado.

Figura N°3.3

Relleno en tajeos



**Fuente: Elaboración propia – Tajeos Mina UEA Capitana – Caravelí S.A.C*

3.3.4. Procesamiento de Mineral

La recepción del mineral, proveniente de distintas unidades mineras mediante camiones, implica su pesaje y análisis en laboratorio para determinar sus cualidades intrínsecas, como tipo y ley mineral. El mineral procesado está compuesto principalmente por óxidos, destacando la hematina, goetita y jarosita, con una presencia menor de magnetita, originados por la lixiviación de sulfuros primarios. Además, contiene oro y presenta cuarzo y calcita como minerales acompañantes.

Chancado Primario

El mineral, con tamaños hasta 6 pulgadas y humedad media del 5%, ingresa al proceso de recepción. Las parrillas clasificadoras de tamaño inicial separan el material, que luego es transportado por una banda transportadora de 18" x ¾".

La zaranda vibratoria de malla ¾" y dimensiones 3 x 5 efectúa una segunda clasificación, enviando el material de tamaño superior a la chancadora de mandíbula 10" x 16". Esta reduce el tamaño de las partículas, preparándolas para el almacenamiento.

La segunda banda transportadora traslada el mineral procesado hacia la banda móvil, que lo deposita en la zona de recepción de minerales.

Chancado Secundario

El mineral de la zona II se transporta en la faja 1 y luego en la faja 2, hasta llegar a la zaranda vibratoria de malla 3/16". Aquí se separa en dos corrientes: el undersize se dirige a la tolva, mientras que el oversize es procesado en la chancadora giratoria Tele Smith.

La chancadora reduce el tamaño del mineral a menos de 3/16", y el material procesado se deposita en la faja 2. Posteriormente, es transportado de nuevo a la zaranda vibratoria, donde se deposita en la tolva de finos.

Refinación.

En esta fase, se llevan a cabo dos operaciones fundamentales para refinar el oro. La primera etapa elimina todos los metales distintos a la plata, y la segunda etapa, denominada refinado, separa el oro de la plata.

Dado que el mineral de Caravelí contiene hasta un 7% de plata y un porcentaje significativo de cobre, se aplicará el Proceso de Disolución con Agua Regia. Este método es especialmente adecuado para este tipo de mineral.

Fundición

El proceso cuenta con un horno de crisol accionado por petróleo o gas, equipado con un sistema de ventilación compuesto por un ventilador de 0.5 HP. Esto permite una adecuada eliminación de los gases generados durante la fusión.

Además, se utiliza una campana extractora para garantizar la seguridad y eficiencia del proceso. Posteriormente, se agrega bórax (10-20 gr) al precipitado de oro para facilitar su fusión y purificación.

Lavado Químico.

El proceso comienza con un lavado simple con agua para remover los residuos de soda y lamas de la desorción. Luego, se aplica una lixiviación con ácido clorhídrico (HCl) al 3%, que permite eliminar los compuestos indeseados.

Área de cancha de relaves

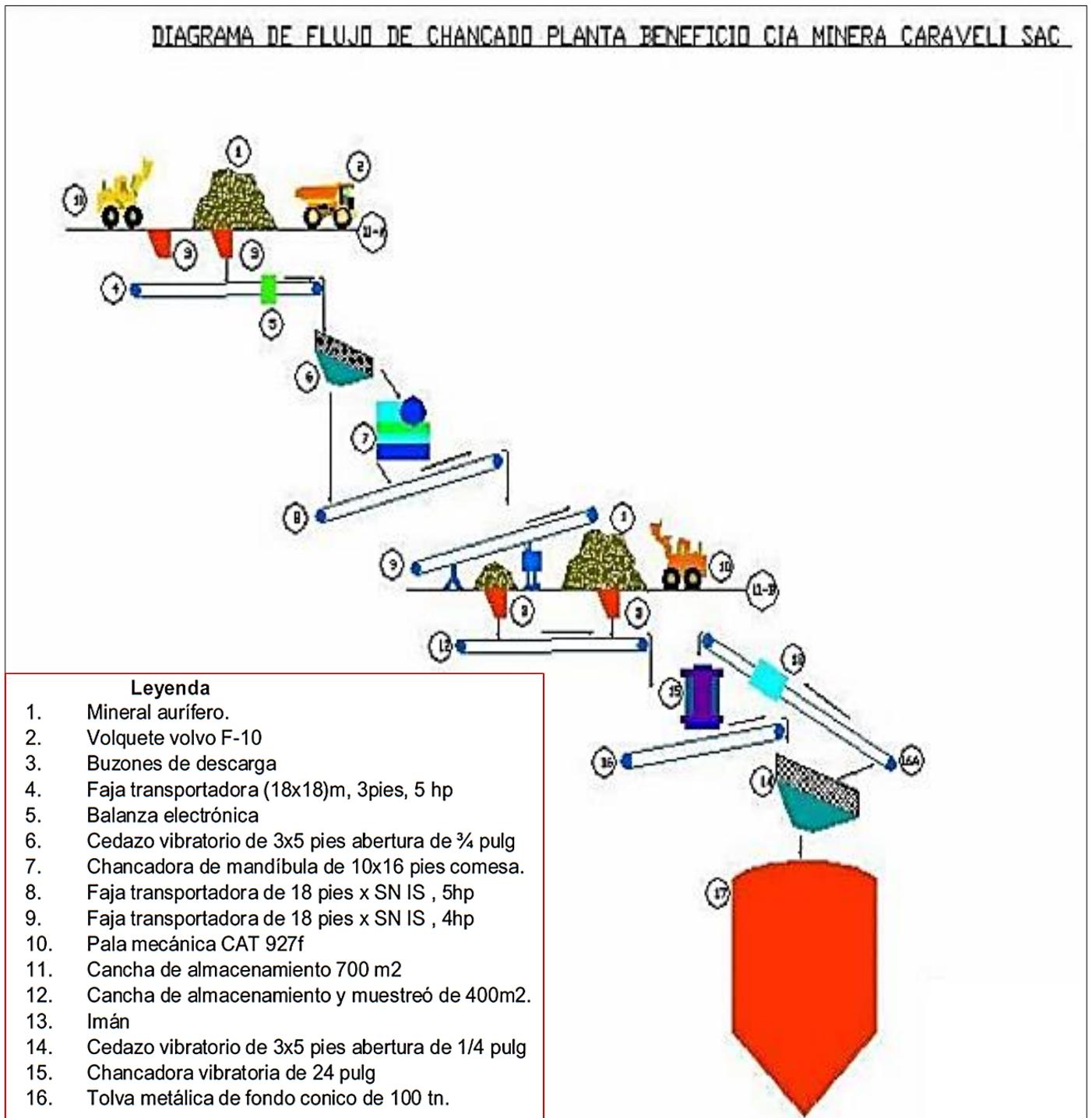
Después del tratamiento del mineral, los residuos son dirigidos a una caja de bombeo, desde donde se impulsan hacia la cancha de relaves, ubicada a 250 metros. La bomba centrífuga de 2 ½" x 2" facilita este proceso, con un flujo de 3.37 m³/h.

La cancha de relaves, diseñada bajo el método de aguas arriba, cuenta con seis sectores. En este lugar, se clasifica la solución barren, que posteriormente se recupera mediante una bomba centrífuga de 1 ½" x 1", con un flujo de 10 m³/h, durante cinco horas diarias.

El sistema opera en circuito cerrado, devolviendo la solución recuperada a los molinos de 5'x5'. Debido a la naturaleza árida de la zona, el efluente es nulo.

Figura 3.4

Diagrama Flujo de Chancado Planta Beneficio en Mina Caraveli S.A.C



**Fuente: Mina Caravelí S.A.C*

Figura 3.5

Cartilla Geomecánica Estandar que se empleó anteriormente en la Minera Caravelí S.A.C

CARAVELI COMPAÑIA MINERA CARAVELI TABLA GEOEMCANICA. G.S.I. MODIFICADO Version: 006 UEA TAMBOJASA Version: 006						SOSTENIMIENTO POR TIPO DE LABOR			
CLASIFICACION RMR. A BUENA II A - IIB B REGULA IIIA-IIIIB C MALA IV A D MALA IVB E ROCA MUY MALA ESTRUCTURA ↓		CONDICIONES DE RESISTENCIA				LABOR DE AVANCE		LABORES DE EXPLOTACION	
						SECCION 6 X 6		SECCION 7X8 - 8X8	
						AUTO SOPORTE		AUTO SOPORTE O SPLIT SET DE 5 PIES DE MANERA PUNTUAL	
<p>LEVEMENTE FRACTURADA. ROCA SANA CON DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75 - 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO)</p>	BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA. (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)	REGULAR (RESISTENTE Y LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	POBRE (MODERADAMENTE RESIT. MODERADAM. ALTER.) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO DE LIMPO, PANIZO O BRECHA. (Rc 25 A 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRIADA, MUY ABIERTA (MAS DE 5.0 CM) RELLENO DE ARCILLAS DE PANIZO. (Rc < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)	80 - 61	BUENA A-B	AUTO SOPORTE	AUTO SOPORTE O SPLIT SET DE 5 PIES DE MANERA PUNTUAL	
<p>MODERADAMENTE FRACTURADA. ROCA SANA LIGERAMENTE ALTERADA FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 50 - 75) 6 A 12 FRACT. POR METRO)</p>	REGULAR (RESISTENTE Y LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	POBRE (MODERADAMENTE RESIT. MODERADAM. ALTER.) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO DE LIMPO, PANIZO O BRECHA. (Rc 25 A 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRIADA, MUY ABIERTA (MAS DE 5.0 CM) RELLENO DE ARCILLAS DE PANIZO. (Rc < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)		60 - 41	REGULAR A-B	AUTO SOPORTE SPLIT DE 5 PIES SET PUNTUAL.	PERNOS HELICOIDALES O SPLIT SET DE 5 PIES DE MANERA SISTEMATICA.	
<p>MUY FRACTURADA. ROCA CON VARIOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. MODERADAMENTE ALTERADA FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)</p>	REGULAR (RESISTENTE Y LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	POBRE (MODERADAMENTE RESIT. MODERADAM. ALTER.) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO DE LIMPO, PANIZO O BRECHA. (Rc 25 A 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRIADA, MUY ABIERTA (MAS DE 5.0 CM) RELLENO DE ARCILLAS DE PANIZO. (Rc < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)		40 - 31	MALA A	MALLA ELECTROSOLDADA DE 4X4 CON PERNOS HELICOIDALES DE 5 PIES INTERMEDIADO CON SPLIT SET DE 5 PIES DE MANERA SISTEMATICA ESPACIADA A 1 M. CUADRO DE MADERA ESPACIADA 1.50 M	MALLA ELECTROSOLDADA DE 4X4 CON PERNOS HELICOIDALES DE MANERA SISTEMATICA ESPACIADA A 1 M. CUADRO DE MADERA ESPACIADA 1.50 M	
<p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)</p>	REGULAR (RESISTENTE Y LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	POBRE (MODERADAMENTE RESIT. MODERADAM. ALTER.) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO DE LIMPO, PANIZO O BRECHA. (Rc 25 A 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRIADA, MUY ABIERTA (MAS DE 5.0 CM) RELLENO DE ARCILLAS DE PANIZO. (Rc < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)		30 - 21	MALA B	CUADRO DE MADERA ESPACIADO A 1.50 M A 1.20 M	CUADRO DE MADERA O CIMBRAS H 21 ESPACIADO A 1.50 M A 1.20 M	
					20 - 0	MUY MALA	CUADRO DE MADERA ESPACIADO A 1.20 M A 1.00 M	CUADRO DE MADERA O CIMBRAS H 21 ESPACIADO A 1.20 M A 1.00 M	
							LABORES DE EXPLOTACION		
					80 - 61	BUENA A-B	TAJOS DE SECCION MENOR A 1,5 M DE ANCHO	TAJOS DE SECCION ENTRE 1,5M A 3M DE ANCHO	
					60 - 41	REGULAR A-B	AUTO SOPORTE	AUTO SOPORTE	
					40 - 31	MALA A	SOSTENIMIENTO CON PUNTALES DE SEGURIDAD DE MANERA PUNTUAL DE 6 PULGADAS DE DIAMETRO CON PLANTILLA DE 60 CM CON PATILLA DE MANERA PUNTUAL.	SOSTENIMIENTO CON PUNTALES DE SEGURIDAD DE 6 PULGADAS DE DIAMETRO CON PLANTILLA DE 60 CM CON PATILLA DE MANERA PUNTUAL.	
					30 - 21	MALA B	SOSTENIMIENTO CON PUNTALES DE SEGURIDAD DE MANERA SISTEMATICA DE 6 PULGADAS DE DIAMETRO CON PLANTILLA DE 60 CM ESPACIADO 1.20 M	SOSTENIMIENTO CON PUNTALES DE SEGURIDAD DE 6 PULGADAS DE DIAMETRO CON PLANTILLA DE 60 CM ESPACIADO 1.50 A 1.20 M DE MANERA SISTEMATICA .	
					20 - 0	MUY MALA	SOSTENIMIENTO CON PUNTALES DE SEGURIDAD DE MANERA SISTEMATICA DE 8 PULGADAS DE DIAMETRO CON PLANTILLA DE 60 CM ESPACIADO 1.20 M	CUADRO DE MADERA ESPACIADO A 1.50 M.	
							CUADRO DE MADERA ESPACIADO A 1.50 M A 1.20 M	CUADRO DE MADERA ESPACIADO A 1.50 M A 1.20 M	
							LABOR DE VERTICALES (CHIMENEAS)		
					80 - 61	BUENA A-B	SECCION 4 X 4	SECCION 4 X 8	
					60 - 41	REGULAR A-B	AUTO SOPORTE PUNTALES DE AVANCE.	AUTO SOPORTE O PUNTALES DE MADERA	
					40 - 31	MALA A	AUTO SOPORTE PUNTALES DE AVANCE.	AUTO SOPORTE PUNTALES DE AVANCE.	
					30 - 21	MALA B	AUTO SOPORTE PUNTALES DE AVANCE.	CUADRO DE MADERA ESPACIADO A 1.50 M	
					20 - 0	MUY MALA	CUADRO DE MADERA ESPACIADO A 1.50 M A 1.20 M	CUADRO DE MADERA ESPACIADO A 1.50 M A 1.20 M	
							ANILLADO DE MADERA ESPACIADO A 1.20 M A 1.00 M	ANILLADO DE MADERA ESPACIADO A 1.00 M A 0.80 M	

*Fuente: Compañía Minera Caraveli S.A.C – Área Geomecánica.

CAPÍTULO III

3. METODOLOGÍA

3.1. METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN

3.1.1. Tipo de Investigación

El tipo de investigación que se utiliza en este estudio es Aplicada, ya que se utilizarán los conocimientos adquiridos de la investigación, además se caracteriza por buscar resolver problemas prácticos y específicos en un contexto real, en este caso, la evaluación de la estabilidad geomecánica de la chimenea CH-856. Esta investigación se enfoca en la aplicación de conocimientos teóricos y metodologías científicas para mejorar procesos, solucionar necesidades y tomar decisiones informadas en el ámbito minero. Su objetivo principal es proporcionar soluciones efectivas y factibles para mejorar la seguridad, eficiencia y productividad en la operación minera, mediante la evaluación y análisis de datos concretos y la aplicación de técnicas y herramientas especializadas en geomecánica.

3.1.2 Nivel de Investigación

El nivel de investigación es: estudio de caso Correlacional.

Se seleccionó este nivel de investigación ya que busca analizar la relación entre las propiedades geomecánicas de la roca (resistencia, deformabilidad, etc.) y la estabilidad de la chimenea CH-856, identificando patrones y correlaciones entre variables para evaluar y predecir el comportamiento geomecánico de la estructura.

3.1.2. Diseño de Investigación

Se considera diseño No Experimental - Cuantitativa, se seleccionó este diseño porque permite describir y analizar la situación actual de la estabilidad geomecánica de la chimenea CH-856, sin manipular variables ni establecer relaciones causales, y proporciona una visión panorámica de los factores involucrados en un momento específico, lo que es adecuado para identificar patrones y desarrollar recomendaciones prácticas.

"El estudio de caso es un método de investigación que se enfoca en el análisis detallado y profundo de un caso específico, con el objetivo de comprender su naturaleza, características y comportamientos. El estudio de casos se utiliza para explorar fenómenos complejos y singulares, y para identificar patrones y relaciones que no sean evidentes en otros tipos de investigación." (Hernandez Sampieri, 2014).

3.1.3. Población y Muestra

Población

La población de la investigación está conformada por la Chimenea CH-856 del Nivel 1860 a Nivel 1980 de 112m de longitud, en la UEA la Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C – Arequipa.

Muestra

La muestra está constituida por las 05 estaciones geomecánicas del trayecto de la chimenea y los testigos obtenidos previamente de la perforación diamantina de la CH-856, de la U.E.A La Capitana, de la Compañía Minera Caravelí S.A.C, que se encuentra dentro del distrito de Huanuano-Caravelí-Arequipa.

3.1.4. Técnicas de Recolección de Datos

Las técnicas de recolección de datos para evaluar la estabilidad geomecánica de la chimenea CH-856 incluyen:

- Inspecciones visuales y mediciones in situ.
- Pruebas de laboratorio sobre muestras de roca.
- Análisis de datos de monitoreo de la chimenea.
- Entrevistas oral con expertos y personal de la mina.
- Revisión de registros históricos de la mina.

Estas técnicas permiten recopilar datos precisos y relevantes sobre la geología, la mecánica de rocas y la estabilidad de la chimenea.

Análisis Documental

El análisis documental es un proceso sistemático y crítico que implica la revisión y evaluación de documentos relacionados con la estabilidad geomecánica de la chimenea CH-856. Esto incluye:

- Revisión de informes geológicos y geomecánicos.
- Análisis de datos de monitoreo de la chimenea.
- Evaluación de estudios previos sobre la estabilidad de la chimenea.
- Revisión de normas y regulaciones aplicables a la seguridad minera.
- Análisis de registros de operación y mantenimiento.

El objetivo es identificar patrones, tendencias e información relevante que respalde la investigación y proporcione una comprensión profunda del contexto y los antecedentes de la chimenea.

Revisión de Fichas bibliográficas

Se empleó como base la información recopilada con referente al análisis geomecánico, plan de minado de la Mina Caravelí y fuentes bibliográficas (Informes, Tesis y Libros), respetando como principal ente rector al SOCIEDAD INTERNACIONAL DE MECANICA DE ROCAS – ISRM.

3.1.5. Instrumentos de Recolección de Datos

Se han empleado los siguientes instrumentos de recolección:

Recolección de Datos Primarios

- ✓ Inspecciones visuales de la chimenea para evaluar la estabilidad.
- ✓ Mediciones de deformación y movimiento de la chimenea.
- ✓ Análisis de muestras de roca para determinar propiedades geomecánicas.
- ✓ Pruebas de laboratorio sobre muestras de roca para determinar resistencia y deformabilidad.

Recolección de Datos Secundarios

- ✓ Análisis de datos de monitoreo de la chimenea para identificar patrones de comportamiento.
- ✓ Revisión de estudios previos sobre la estabilidad de la chimenea.
- ✓ Análisis de normas y regulaciones aplicables a la seguridad minera.

Herramientas de Medición

- ✓ Esclerómetro para medir UCS de la roca.
- ✓ Goniómetros para medir ángulos de inclinación.

- ✓ Software para simular comportamiento geomecánico.
- ✓ Programas de diseño gráfico (AutoCAD) para visualizar datos.
- ✓ Tablas Excel, cartillas geomecánicas y planos geomecánicos.

Instrumentos de medición

- Flexómetro de 5 metros.
- Brújula.
- Peine de rugosidad
- Picota.
- Útiles de escribir (lápiz, lapicero, plumón, borrador, regla).
- Pinturas en spray.

3.1.6. Procesamiento de Datos

El procesamiento de datos para evaluar la estabilidad geomecánica de la chimenea CH-856 implica:

- Análisis de datos de monitoreo de campo.
- Modelado numérico utilizando software especializado PHASE02, Dips.
- Office
- Análisis de la mecánica de rocas y la estabilidad de la chimenea.
- Evaluación de la influencia de factores como la presión litostática, la tensión y la deformación.
- Visualización de resultados mediante gráficos y diagramas de los 03 ensayos de laboratorio.

El objetivo fue identificar patrones, tendencias y conclusiones que respalden la investigación y proporcionen una comprensión clara y precisa de la estabilidad geomecánica de la chimenea.

La base de información obtenida en campo se evaluará a través del uso de tablas de clasificación geomecánica RMR, GSI y Q de Barton, así como también el uso de la herramienta de elementos finitos a través del software PHASE 2 para conocer el F.S. en la CH-856 del Nivel 1860.

3.2. DELIMITACIÓN

3.2.1. Delimitación Temporal

La información que se plasma en la siguiente investigación es considerada dentro del periodo 04/05/2023 – 24/09/2024, tomando en cuenta únicamente el estudio de estabilidad de la CH-856, a través distintos parámetros del estudio geomecánico del macizo rocoso e investigaciones documentarias.

3.2.2. Delimitación Espacial

La investigación se centró en la chimenea CH-856 de la UEA Capitana, ubicada en el Dist. Huanuahuano - Prov. Caravelí – Dep. Arequipa – Perú, (E602381, N8270054). El área de estudio abarcará la zona circundante a la chimenea, incluyendo las vetas, La Escondida, Esperanza III y Josefina, entre el nivel 1860 – 1980 de la mina. Además, la unidad de análisis será la chimenea CH-856 en sí, considerando sus características geomecánicas y estructurales.

CAPITULO IV

4. RESULTADOS Y ANÁLISIS / DISCUSIÓN

4.1. FINALIDADES DE LA CHIMENEA

Se ejecutó una chimenea CH-856 Alimak sobre el Nivel 1860; con una altura promedio de 112 metros de sección 8 ft x 8 ft de sección cuadrada, que servirá como una labor permanente (Ore pass y/o Fill pass); esto permitirá la evacuación del mineral provenientes de varios frentes de producción y cruceros. La limpieza del mineral en tajeos semi - mecanizado se realizará usando equipos LHD desde los tajeos hacia el echadero en mención, depositándose en el nivel inferior y/o cámaras de carguío, luego disponer a los carros mineros para el transporte del mineral para su acumulación en la Cancha de almacenamiento de superficie.

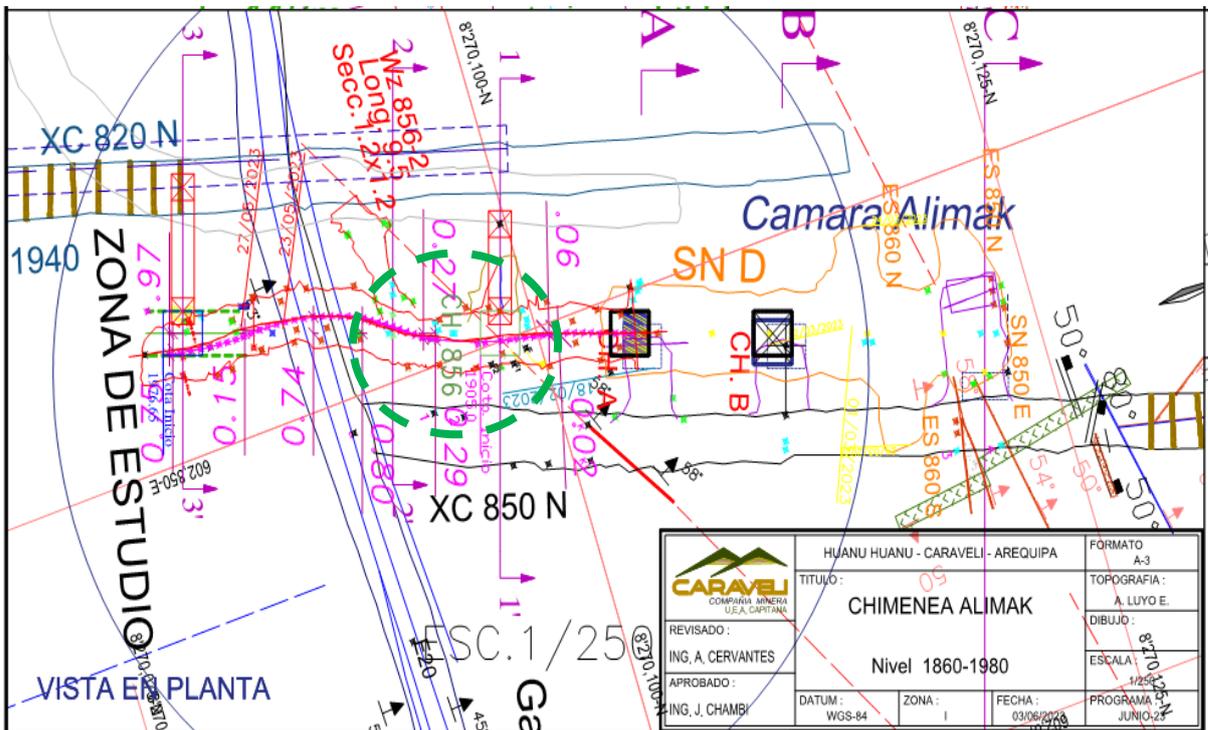
No obstante, en tajeos donde la mecanización no es dada de manera completa la limpieza del mineral en estos se realiza en forma manual con “pico-lampa-carretilla” hasta los buzones de almacenamiento, desde donde se extraen en la galería inferior a través de la descarga directa de la tolva a los carros mineros y desde aquí por la galería hasta su acumulación en la cancha de almacenamiento en superficie dispuesto en cada nivel de la Mina.

4.2. UBICACIÓN DE LA CH-856

La Chimenea CH-856 Alimak de sección 8 ft x 8 ft se ubicará entre los niveles 1860 - 1980; tendrá una inclinación de 77° , este echadero evacuará minerales de producción de los Cx 560N del Nv 1980; Cx 820N del Nivel 1940; Cx 848N del Nv 1915 y Cx 850 N del Nivel 1860; A continuación, se muestra la figura del Echadero.

Figura 4.1

Ubicación del Área de Estudio CH-856.



**Fuente: Caraveli S.A.C*

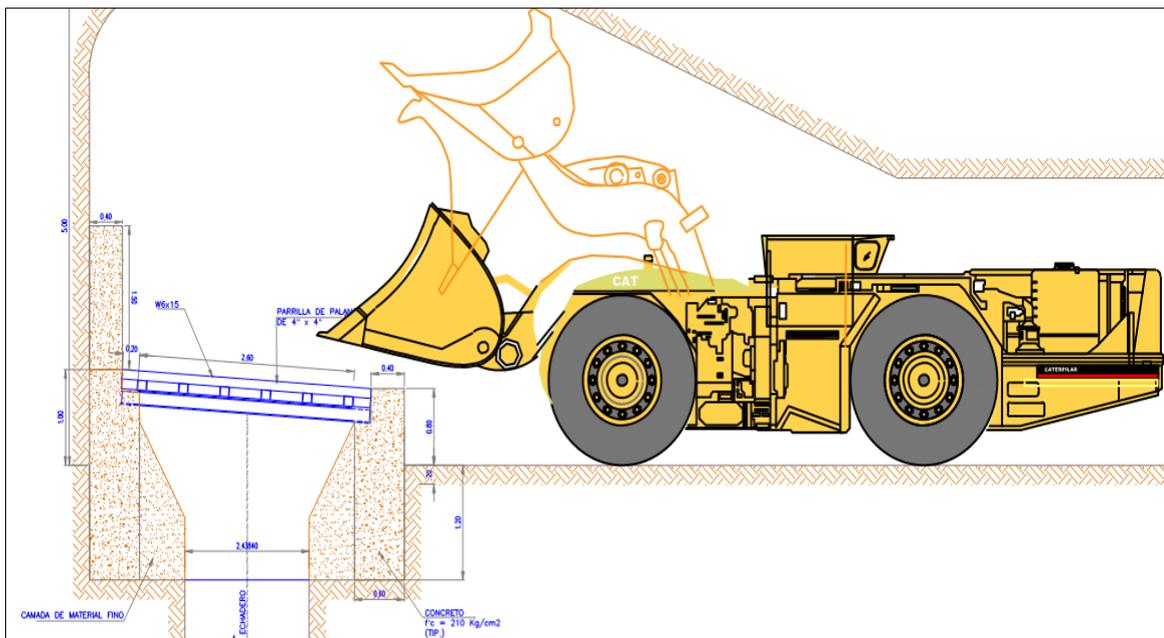
4.3. DISEÑO DE LA CH-856

El diseño de la chimenea CH-856 fue cuadrangular de 8 ft x 8 ft de un solo compartimento que netamente se empleará para la evacuación del mineral de los tajeos de producción a través de equipos LHD, se muestra el diseño del equipo y las dimensiones

de la parrilla que implicará como soporte de la parrilla un muro de concreto de 210 kg/cm² encima de ello se colocará la parrilla metálica de palanca de 4"x4"; tal como se muestra en la figura N° 4.2

Figura 4.2

Diseño del Echadero

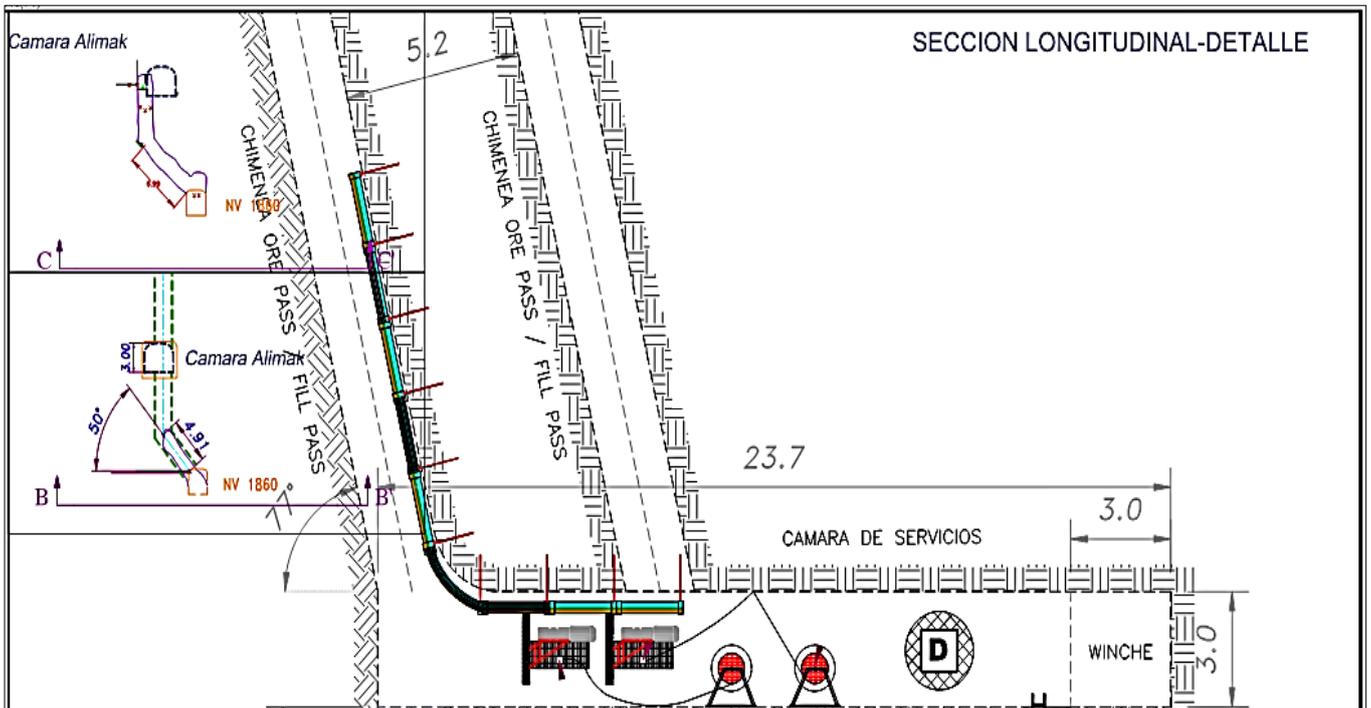


**Fuente: Caraveli S.A.C*

El diseño de la chimenea CH-856 fue efectuado por la plataforma trepadora Alimak partiendo desde el nivel 1860 hasta el nivel 1980 plano; en la siguiente figura se muestra el diseño que se empleó para ejecutar la chimenea.

Figura 4.3

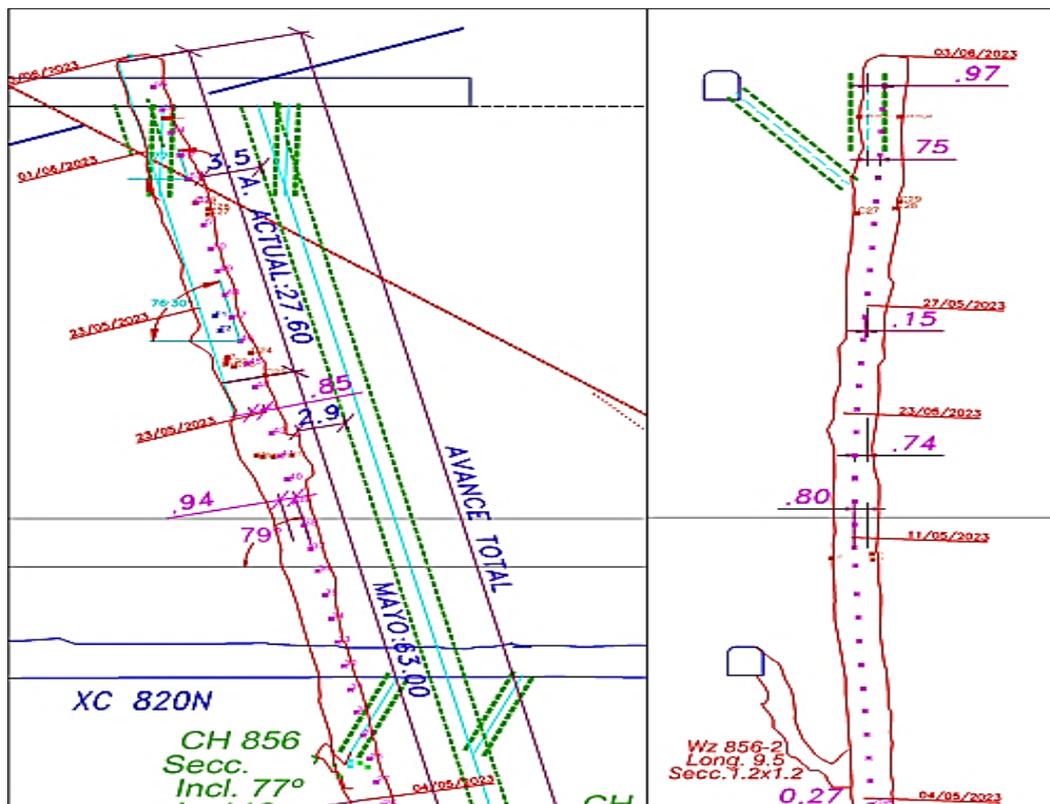
Diseño de Construcción de la CH-856



*Fuente: Mina Caravelí S.A.C

Figura 4.4

Perfil de la CH-856



*Fuente: Mina Caravelí S.A.C

4.4 EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL ÁREA DE INFLUENCIA DE LA CH-856

4.4.1. Clasificación Geomecánica de las Rocas en la CH-856

La clasificación geomecánica se determinó a partir del mapeo geomecánico y aplicando los principios de caracterización del macizo rocoso de Bieniawsky, Q de Barton y el índice de resistencia geológica GSI, con la finalidad de determinar el tipo de sostenimiento más adecuado que garantice las condiciones de trabajabilidad y seguridad en dicho ore pass.

4.4.2. Caracterización del Macizo Rocosos Empleando el RMR CH-856

Para la caracterización del macizo rocoso se empleó la metodología de caracterización del macizo rocoso de Bieniawsky, evaluando cada parámetro de medición los cuales suponen condiciones del macizo rocoso.

4.4.2.1. Parámetro de Índice de Calidad de roca (RQD)

El índice de Calidad de Roca o también denominado (Rock Quality Designation) determina o permite identificar el grado de unión de la masa rocosa, existen varias formas de determinar mediante diversos ensayos de testigos, cuya medición es en %. En este caso en particular se ha empleado para el cálculo del índice de calidad de roca la determinación del RQD (Palmstrom 2005).

Empleando la relación de Prest & Hudson se ha determinado el RQD (%)

$$RQD(\%) = 110 - 2.5 Jv$$

Donde:

RQD: índice de calidad de roca

Jv: Numero de discontinuidades por m3.

Para la determinación del RQD se eligen las zonas más representativas con mayor número de discontinuidades o fracturas que a continuación se muestra en la subsiguiente tabla. El número de fracturas contabilizadas corresponden a determinadas secciones en m2 de diferentes zonas o hastiales de la CH-856.

Figura 4.5

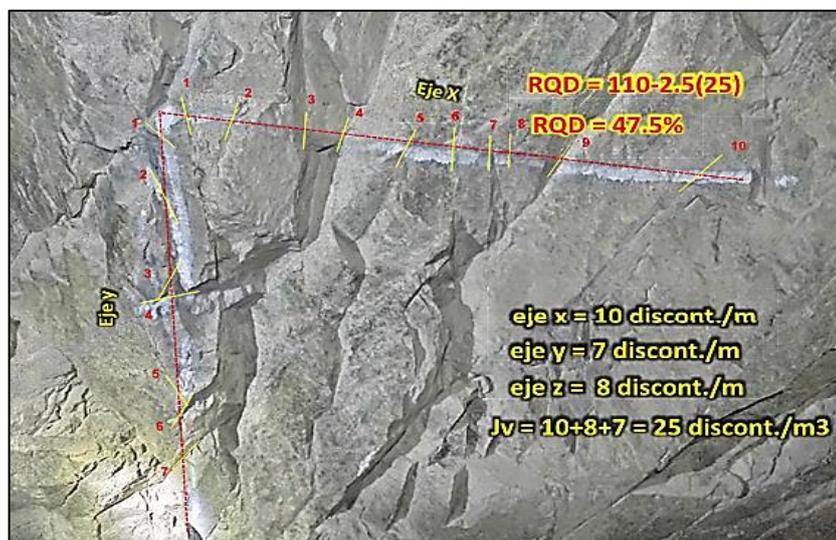
Discontinuidades en el Macizo Rocos



**Fuente: Elaboración Propia.*

Figura 4.6

Determinación del RQD



**Fuente: Elaboración Propia*

Tabla 4.1*Mapeo Geomecanico en la CH-856 calculo RQD*

Progresiva	Estacion Geomecanica	Tipo de Labor	Numero de Fracturas en el Macizo rocoso (m3)	RQD %=110-2.5Jv
de 0 m a 16.50 metros	EG-01-A	CH-856 (Ore Pass)	35	22.50
	EG-01-B	CH-856 (Ore Pass)	36	20.00
	EG-01-C	CH-856 (Ore Pass)	35	22.50
	EG-01-D	CH-856 (Ore Pass)	37	17.50
	EG-01-E	CH-856 (Ore Pass)	34	25.00
de 16.50 m a 28 metros	EG-02-A	CH-856 (Ore Pass)	35	22.50
	EG-02-B	CH-856 (Ore Pass)	36	20.00
	EG-02-C	CH-856 (Ore Pass)	34	25.00
Progresiva del 28 a 70 metros	EG-03-A	CH-856 (Ore Pass)	28	40.00
	EG-03-B	CH-856 (Ore Pass)	30	35.00
	EG-03-C	CH-856 (Ore Pass)	34	25.00
	EG-03-D	CH-856 (Ore Pass)	26	45.00
de 70 m a 78.50 metros	EG-04-A	CH-856 (Ore Pass)	34	25.00
	EG-04-B	CH-856 (Ore Pass)	35	22.50
	EG-04-C	CH-856 (Ore Pass)	36	20.00
	EG-04-D	CH-856 (Ore Pass)	37	17.50
de 78.50 m a 93 metros	EG-05-A	CH-856 (Ore Pass)	36	20.00
	EG-05-B	CH-856 (Ore Pass)	37	17.50
	EG-05-C	CH-856 (Ore Pass)	34	25.00
	EG-05-D	CH-856 (Ore Pass)	35	22.50
de 93 m al tope	EG-06-A	CH-856 (Ore Pass)	37	17.50
	EG-06-B	CH-856 (Ore Pass)	35	22.50
	EG-06-C	CH-856 (Ore Pass)	36	20.00
	EG-06-D	CH-856 (Ore Pass)	35	22.50

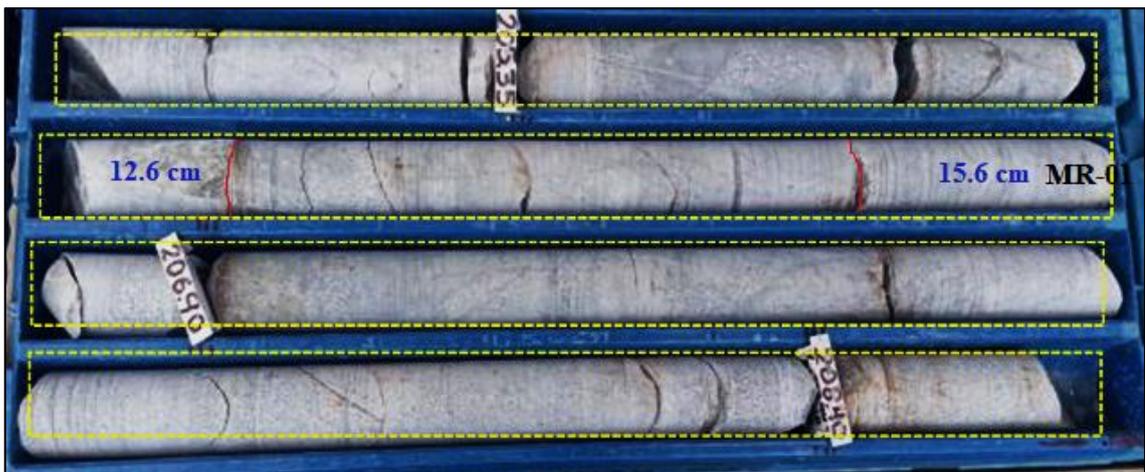
**Fuente: Elaboración Propia*

Por otro lado, también se ha empleado para el cálculo del índice de calidad de roca a través de relequeo geomecánico de testigos tomados en campo utilizando la siguiente relación:

$$RQD = \frac{\text{Longitud de los Trozos de Testigo} > 10 \text{ cm}}{\text{longitud total}} \times 100$$

Figura 4.7

Logeo de Testigos para Calcular el RQD tramo 1



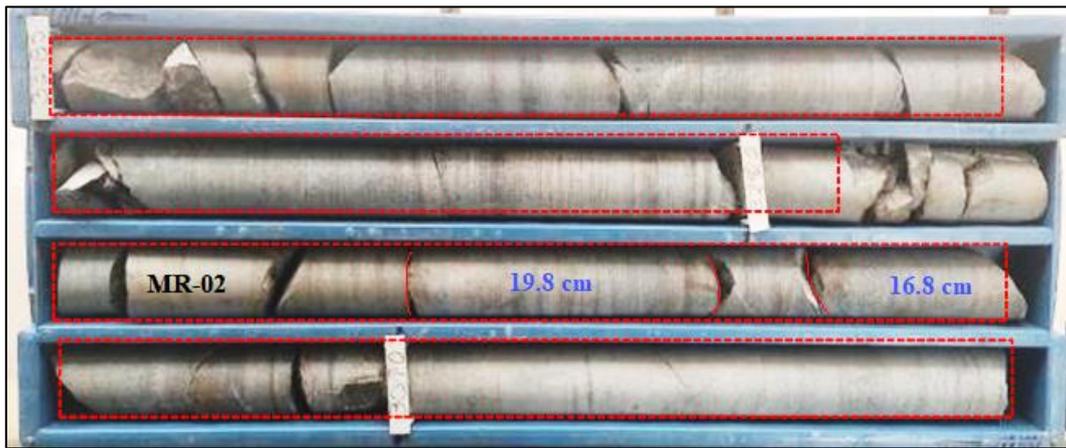
**Fuente: Elaboración propia – Testigos Diamantinos CH-856.*

La siguiente imagen de muestras corresponde a la progresiva (0 a 16.50) esta muestra ha sido tomada en los hastiales de la Chimenea o Echadero. (CH-856).

$$RQD M1 = \frac{12.6 \text{ cm} + 15.5 \text{ cm}}{100 \text{ cm}} \times 100\% = 28.10\%$$

Figura 4.8

Logueo de Testigos para Calcular el RQD tramo 2



**Fuente: Elaboración propia – Testigos Diamantinos CH-856.*

La anterior imagen de muestras, corresponde a la progresiva (16.5 a 28) esta muestra ha sido tomada en los hastiales de la chimenea o echadero (CH-856).

$$RQD = \frac{\text{Longitud de los Trozos de Testigo} > 10 \text{ cm}}{\text{longitud total}} \times 100$$

$$RQD \text{ M2} = \frac{16.8 \text{ cm} + 19.8 \text{ cm}}{100 \text{ cm}} \times 100 = 36.60 \%$$

Figura 4.9

Logueo de Testigos para Calcular el RQD tramo 3



**Fuente: Elaboración propia – Testigos Diamantinos CH-856.*

La siguiente imagen de muestras corresponde a la progresiva (28 a 78.50) esta muestra ha sido tomada en los hastiales de la chimenea o echadero (CH-856).

$$RQD = \frac{\text{Longitud de los Trozos de Testigo} > 10 \text{ cm}}{\text{longitud total}} \times 100$$

$$RQD \text{ M3} = \frac{10.6 \text{ cm} + 10.6 \text{ cm} + 12.6 \text{ cm}}{100 \text{ cm}} \times 100 = 33.8 \%$$

Figura 4.10

Logeo de Testigos para Calcular el RQD tramo 4



**Fuente: Elaboración propia – Testigos Diamantinos CH-856.*

La anterior imagen de muestra corresponde a la progresiva (78.50 a 93 y tope) esta muestra ha sido tomada en los hastiales de la chimenea o echadero CH-856.

$$RQD = \frac{\text{Longitud de los Trozos de Testigo} > 10 \text{ cm}}{\text{longitud total}} \times 100$$

$$RQD \text{ M4} = \frac{19.8 \text{ cm} + 10.4 \text{ cm}}{100 \text{ cm}} \times 100 = 30.2\%$$

Tabla 4.2

Logeo geomecánico de la CH-856, calculo RQD

TRAMO	0 – 16.50m	16.5 – 28m	28 – 78.50m	78.50 – 93 y tope
RQD%	28.10%	36.60%	33.8%	30.2%

** Fuente: Elaboración propia*

4.4.2.2. Parámetro Resistencia a la Compresión Uniaxial de la Roca

La resistencia a la compresión uniaxial se ha realizado a través de ábacos de resistencia a la compresión según el martillo de Schmidt y con ensayo de laboratorio a partir de muestras tomadas en campo llamadas Cores. La densidad de la roca es de 28 KN/m.

Tabla 4.2

Determinacion de la Resistencia a la Compresion Uniaxial

Progresiva	Estacion Geomecnica	Tipo de Labor	Orientacion del Martillo de schmidt	Resistencia Promedio de 5 pivots con martillo de schmidt	Resistencia a la Compresion Uniaxial calculada a partir del Abaco de schmidt (Mpas)
de 0 m a 16.50 metros	EG-01-A	CH-856 (Ore Pass)	Horizontal lado Derecho	28.50	35.00
	EG-01-B	CH-856 (Ore Pass)	Horizontal lado Izquierdo	27.50	25.00
	EG-01-C	CH-856 (Ore Pass)	Horizontal lado Atrás	28.50	35.00
	EG-01-D	CH-856 (Ore Pass)	Horizontal lado Derecho	28.60	36.00
	EG-01-E	CH-856 (Ore Pass)	Horizontal lado Frente	28.00	30.00
de 16.50 m a 28 metros	EG-02-A	CH-856 (Ore Pass)	Horizontal lado Izquierdo	26.50	41.00
	EG-02-B	CH-856 (Ore Pass)	Horizontal lado Frente	27.50	45.00
	EG-02-C	CH-856 (Ore Pass)	Horizontal lado Derecho	28.50	49.00
Progresiva del 28 a 70 metros	EG-03-A	CH-856 (Ore Pass)	Horizontal lado Frente	28.60	49.40
	EG-03-B	CH-856 (Ore Pass)	Horizontal lado Atrás	27.50	45.00
	EG-03-C	CH-856 (Ore Pass)	Horizontal lado Derecho	26.80	42.20
	EG-03-D	CH-856 (Ore Pass)	Horizontal lado Frente	29.80	54.20
de 70 m a 78.50 metros	EG-04-A	CH-856 (Ore Pass)	Horizontal lado Atrás	19.50	25.00
	EG-04-B	CH-856 (Ore Pass)	Horizontal lado Derecho	18.50	15.00
	EG-04-C	CH-856 (Ore Pass)	Horizontal lado Izquierdo	18.60	16.00
	EG-04-D	CH-856 (Ore Pass)	Horizontal lado Frente	18.80	18.00
de 78.50 m a 93 metros	EG-05-A	CH-856 (Ore Pass)	Horizontal lado Atrás	17.50	22.00
	EG-05-B	CH-856 (Ore Pass)	Horizontal lado Derecho	18.50	23.20
	EG-05-C	CH-856 (Ore Pass)	Horizontal lado Izquierdo	16.80	21.16
	EG-05-D	CH-856 (Ore Pass)	Horizontal lado Frente	19.50	24.40
de 93 m al tope	EG-06-A	CH-856 (Ore Pass)	Horizontal lado Atrás	16.50	20.1
	EG-06-B	CH-856 (Ore Pass)	Horizontal lado Derecho	18.60	23.4
	EG-06-C	CH-856 (Ore Pass)	Horizontal lado Izquierdo	16.80	20.52
	EG-06-D	CH-856 (Ore Pass)	Horizontal lado Atrás	17.50	21.5

**Fuente: Elaboración Propia*

Las resistencias promedio de los pivotes con el martillo de Schmidt fueron determinados en diferentes estaciones de mapeo geomecánico en 5 puntos. Posteriormente se han determinado las resistencias a la compresión uniaxial utilizando el Abaco de resistencia a la compresión según el martillo de Schmidt.

Figura 4.11

Toma de datos utilizando el esclerómetro



**Fuente: Elaboración Propia*

4.4.3 ACLARACIONES DEL USO DE MARTILLO DE SMITH (Tipo N)

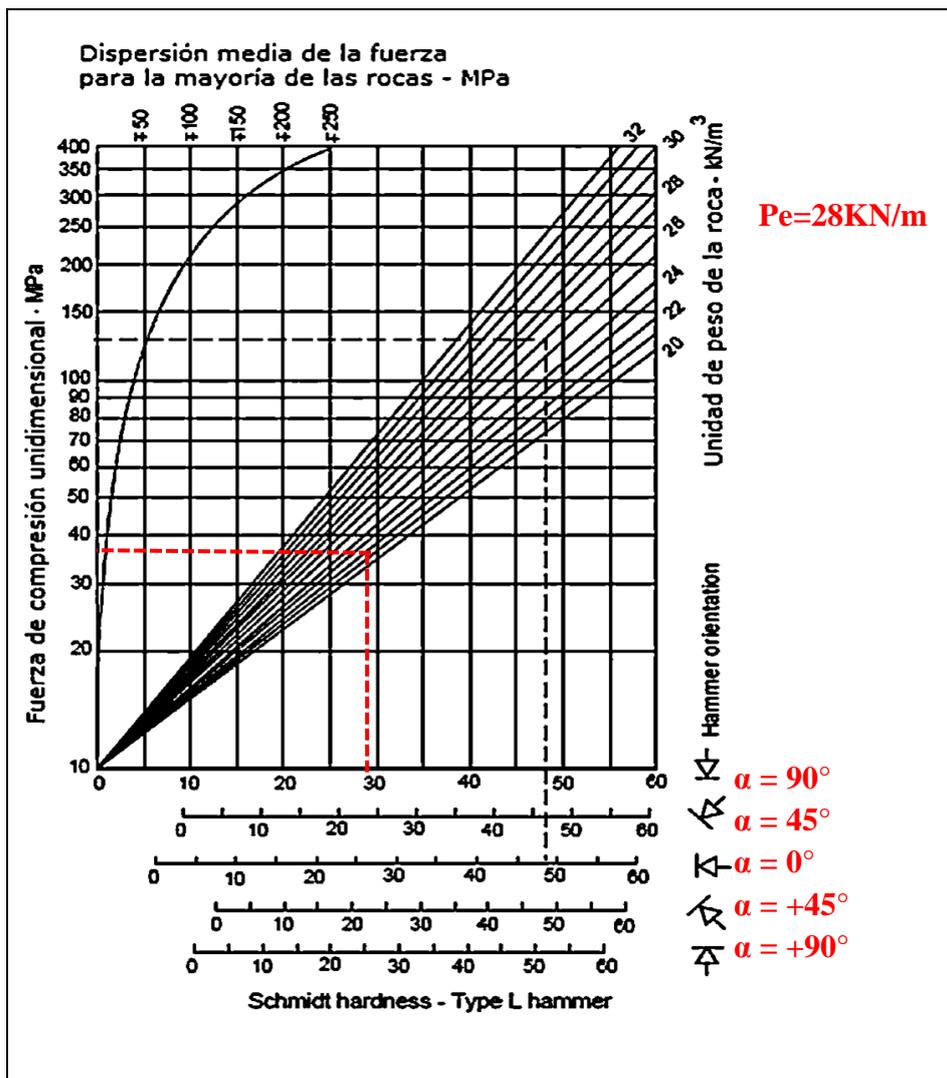
Este ensayo permite la resistencia al rebote de la superficie de la roca ensayada, para luego estimar de forma aproximada la resistencia a compresión simple (de la matriz rocosa y discontinuidades) mediante la correlación con el Abaco de Miller (1965).

En caso de ensayos in-situ, el trabajo de ensayo consiste en preparar las zonas elegidas, eliminando la pátina de la roca meteorizada con la piedra amolar, pasos:

- ✓ Posicionar el martillo perpendicularmente a la superficie de la roca ensayada.
- ✓ Disparar el vástago o punzón de impacto empujando el martillo hacia la superficie de ensayo hasta que el botón salte hacia afuera.

- ✓ Pulsar el botón para bloquear el vástago de impacto después de cada impacto
- ✓ Leer y anotar el valor de rebote indicado por el puntero en la escala.
- ✓ En el ábaco de Miller, la forma de corregir los valores de rebote obtenidos para otras inclinaciones cuando el martillo no se aplica verticalmente hacia abajo (90°), se logra con la interpretación y suma de valores en el gráfico de Miller. La inclinación del instrumento se deduce de la inclinación del plano de ensayo, cuya orientación espacial fue obtenida antes del ensayo. En la parte inferior se muestran las flechas de inclinación de martillo para realizar las respectivas correcciones según su posición en campo.

Figura: 4.12 Abaco de Smith

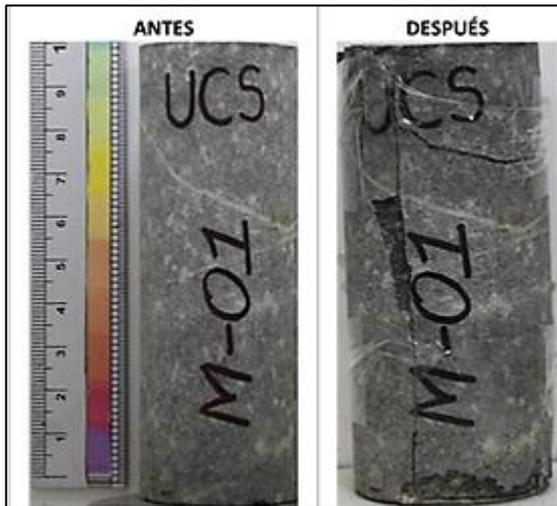


* Elaboración propia – Abaco de Miller

NOTA: Previo o posterior campaña de ensayos en campo, es necesario calibrar el instrumento con el uso de un yunque de prueba, para minimizar errores en lectura.

Figura 4.13

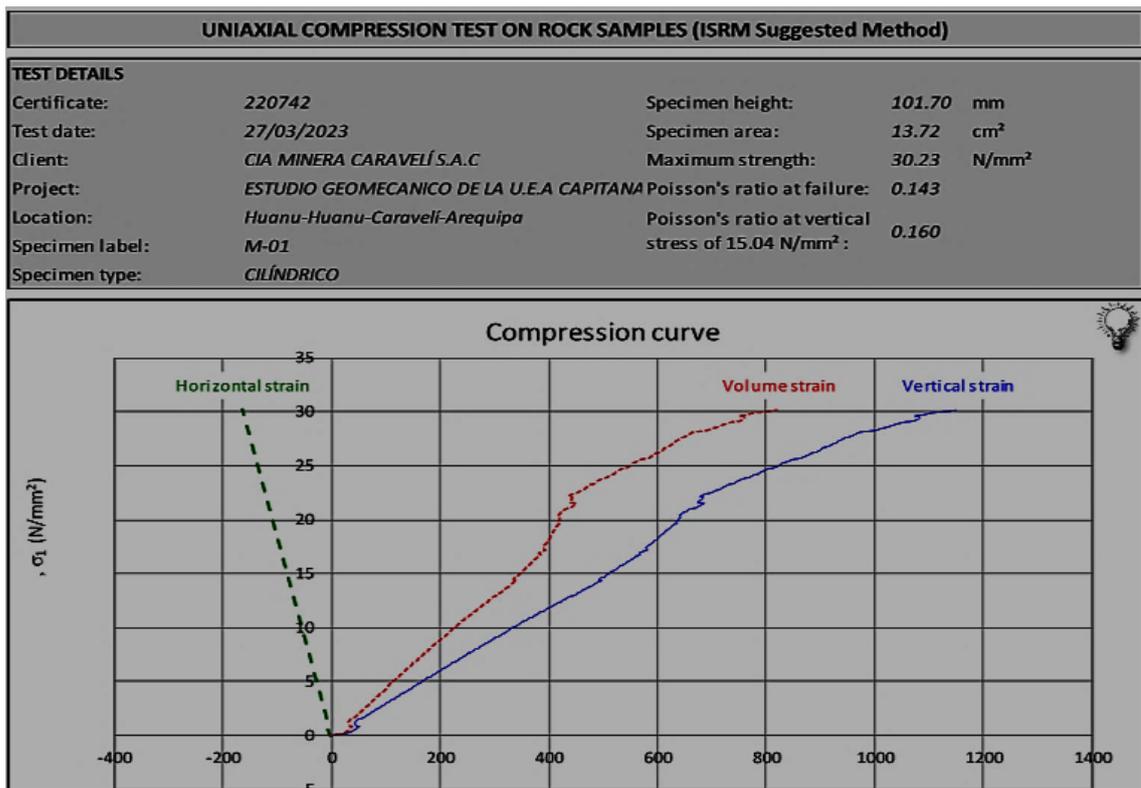
Pruebas de resistencia a la compresión uniaxial de Muestras



**Fuente: Elaboración propia – muestra USC, Capitana - Caravelí S.A.C*

Figura 4.14

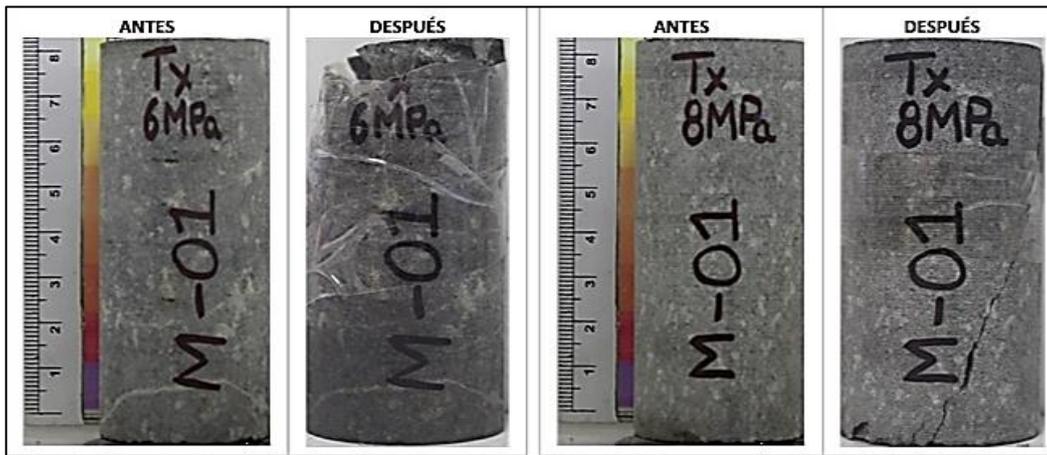
Pruebas de resistencia a la compresión uniaxial Grafica



**Fuente: Mina Caraveli S.A.C*

Figura 4.15

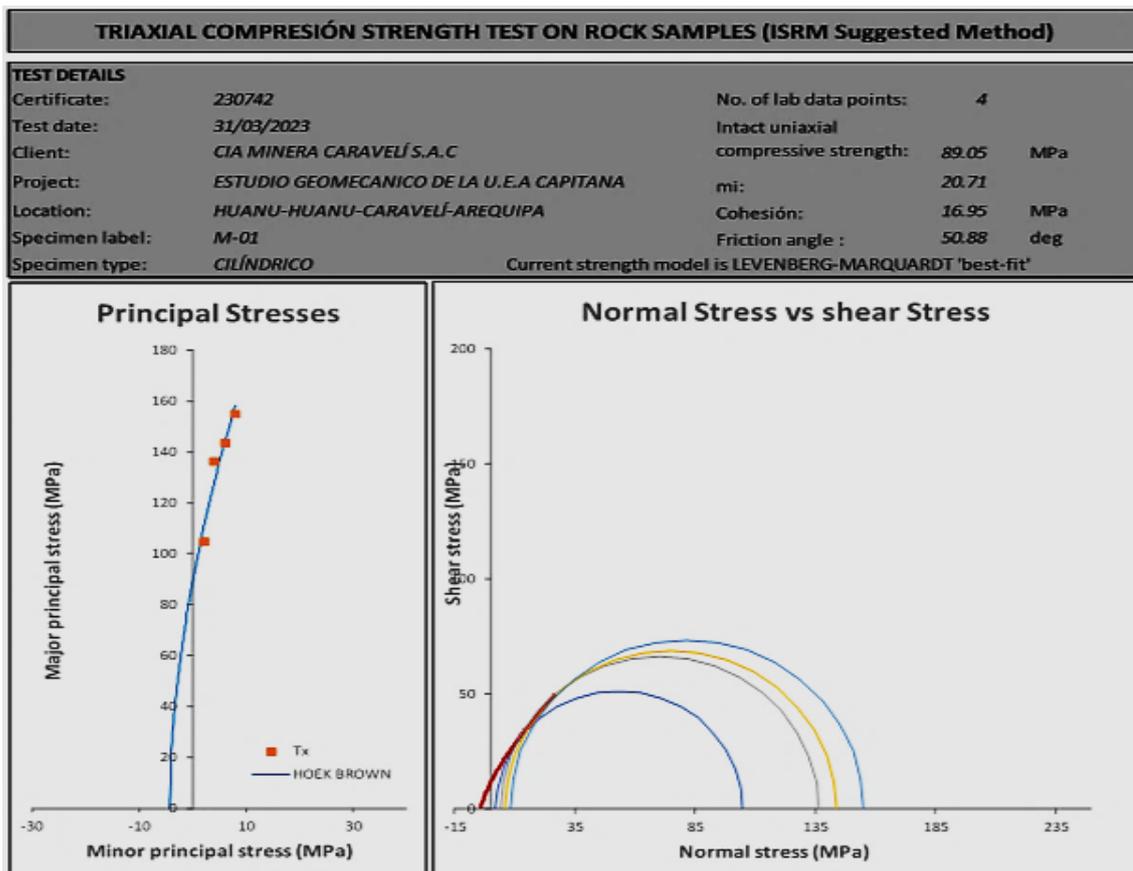
Pruebas de resistencia a la Compresión Triaxial-Tx



**Fuente: Elaboración propia – muestra Tx, Capitana - Caravelí S.A.C*

Figura 4.16

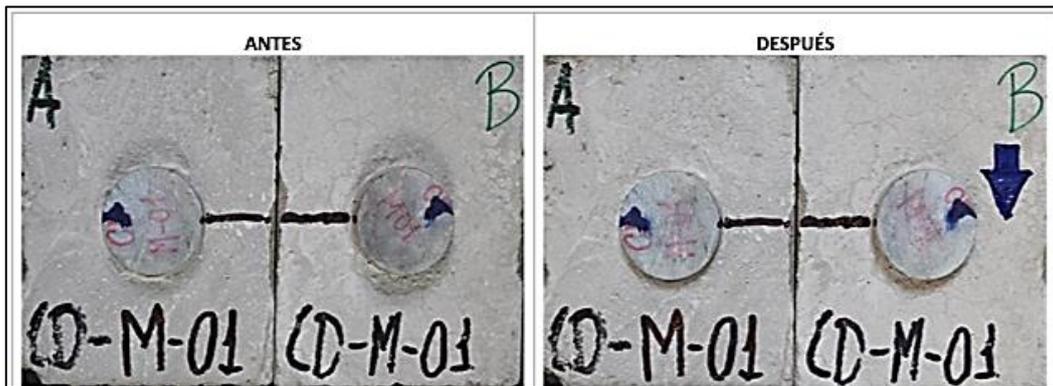
Pruebas de resistencia a la Compresión Triaxial-Tx Grafica



**Fuente: Mina Caravelí S.A.C*

Figura 4.17

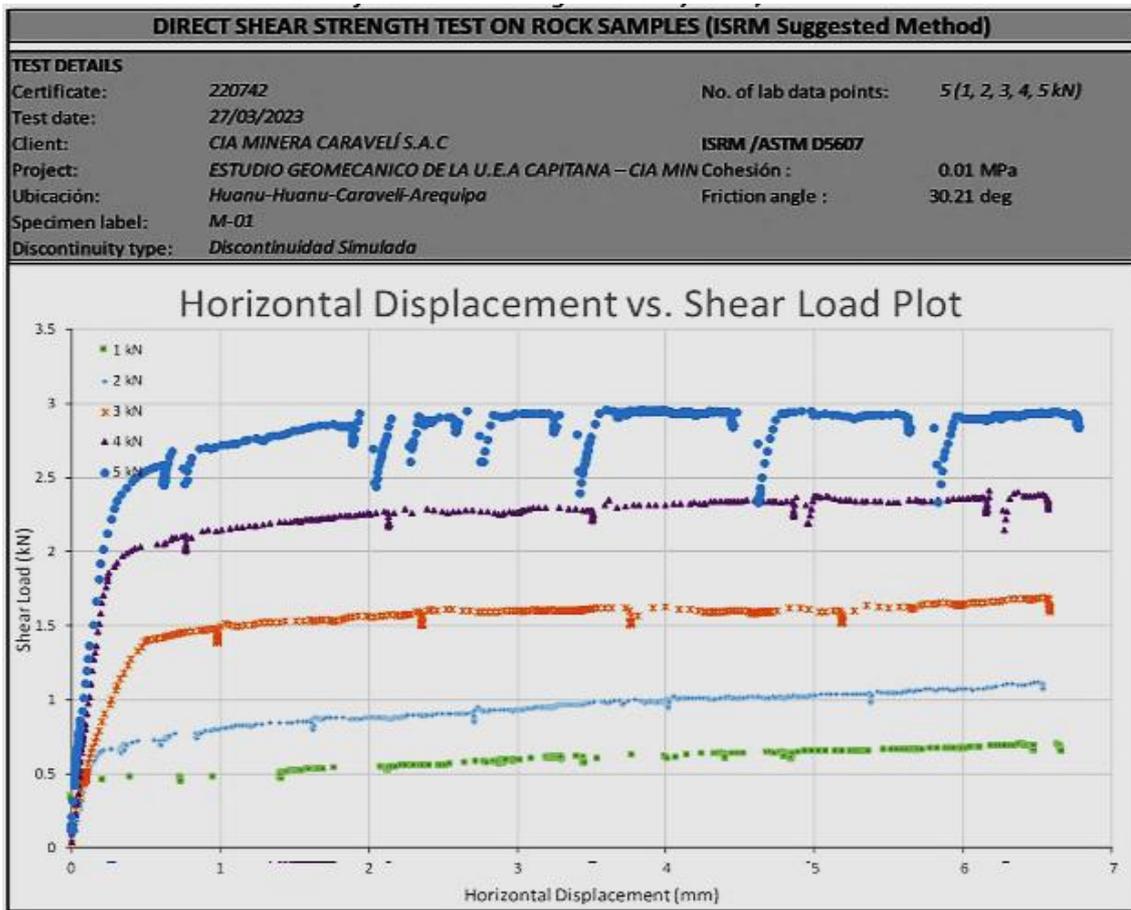
Ensayo de Resistencia al Corte Directo



**Fuente: Elaboración propia – muestra CXD, Capitana - Caravelí S.A.C*

Figura 4.18

Pruebas de Resistencia al Corte Directo Grafica



**Fuente: Mina Caravelí S.A.C*

4.4.4. PARÁMETROS DE RMR

4.4.4.1 Espaciamiento de Fracturas o discontinuidades

Las condiciones de fracturas son tomadas en campo mediante una inspección visual para luego ser valoradas el RMR de Bieniawsky del formato de mapeo geomecánico, que implica los siguientes parámetros de estudio.

Para este caso específico se ha tomado como ejemplo el Anexo N°01 del formato de mapeo geomecánico correspondiente a la estación de mapeo geomecánico 01.

Figura N° 4.19

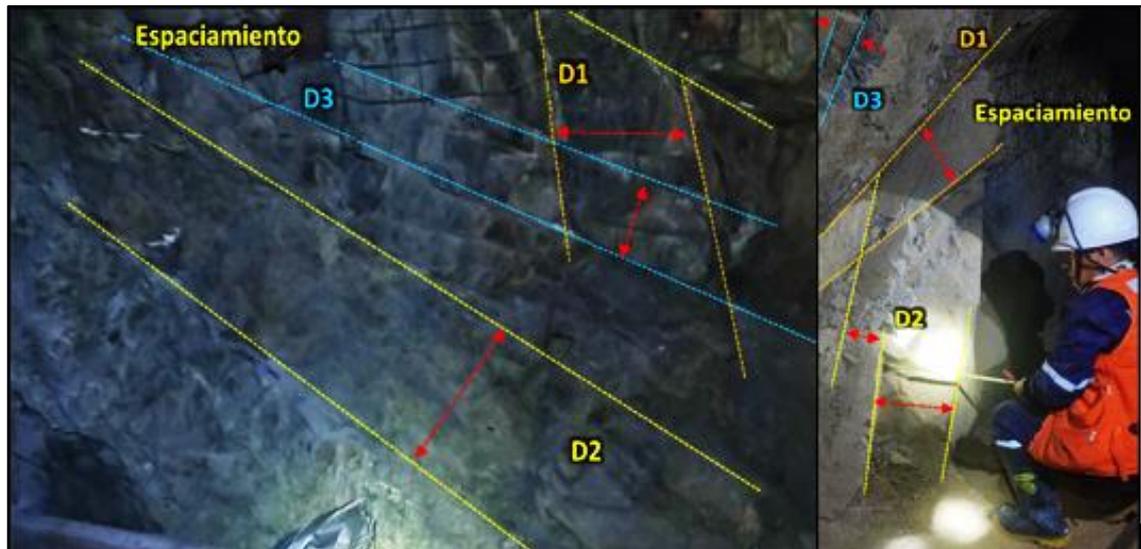
Valoración de Espaciamiento entre discontinuidades

EMPRESA:		COMPañIA MINERA CARAVELI S.A.			UBICACIÓN EN COORDENADAS		FECHA:	16/2/2023		
PROYECTO:		ESTUDIO GEOMECANICO U.E.A. CAPITANA			UTM_WGS84		REALIZADO:	N.C.// A.Y.// T.S.		
ESTACIÓN:		EG_01	AZIMUT(°):	113	ESTE:	602381	LITOLOGIA			
					NORTE:	8270054	Diorita			
					COTA:	1987				
					REF.:					
Vál. Parám.	σc Resistencia a la compresión	RQD	Espaciamiento entre discontinuidades	CONDICIONES DE DISCONTINUIDADES					Agua Subterránea	Orientación Discontinuidades
				Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Meteorización		
	15 12 7 4 2	20 17 13 8 3	20 15 10 8 5	6 4 2 1 0	6 5 4 1 0	6 5 3 1 0	6 4 2 2 0	6 5 3 1 0	15 10 7 4 0	0 2 5 10 1
Punto de Mapeo	1.- >250 Mpa 2.- 100-250 Mpa 3.- 50-100Mpa 4.- 25-50 Mpa 5.- <25 Mpa	1.- 90-100% 2.- 75-90% 3.- 50-75% 4.- 25-50% 5.- < 25%	1.- > 2 m 2.- 0.6-2 m 3.- 200-600 mm 4.- 60-200 mm 5.- < 60mm	1.- <1 m 2.- 1-3 m 3.- 3-10 m 4.- 10-20 m 5.- > 20 m	1.- Cerrada 0 2.- Muy Angosta <0.1 mm 3.- Angosta 0.1 - 1.0 mm 4.- Abierta 1.0 - 5.0 mm 5.- Muy Abierta > 5.0 mm	1.- Muy rugosa 2.- Rugosa 3.- Ligeramente Rugosa 4.- Lisa 5.- Muy lisa	1.- Ninguna 2.- Relleno Duro < 5 mm 3.- Relleno Duro > 5 mm 4.- Relleno Blando < 5 mm 5.- Relleno Blando > 5 mm	1.- No meteorizada 2.- Ligeramente meteorizada 3.- Meteorizada 4.- Muy meteorizada 5.- Descompuesta	1.- Seco 2.- Húmedo 3.- Mojado 4.- Gotico 5.- Flujo	1.- Muy favorable 2.- Favorable 3.- Regular 4.- Desfavorable 5.- Muy desfavorable
VER PLANO	4	3	8	4	1	3	2	3	15	
	4	3	8	4	1	3	2	3	15	
	4	3	8	2	1	3	2	3	15	
	4	3	8	2	4	3	2	3	15	
	1	3	5	0	0	0	0	0	15	

*Fuente: Mina Caravelí S.A.C

Figura 4.20

Espaciamiento en Discontinuidades



**Fuente: Elaboración Propia*

4.4.4.2. Parámetro Condición de Juntas o discontinuidades

La evaluación de estos parámetros de estudio implica la apertura de las discontinuidades, rugosidad de las discontinuidades, relleno de las discontinuidades, meteorización y parámetros de evaluación en campo. A continuación, se muestra el formato de mapeo geomecánico en el anexo 01 de la estación geomecánica 01.

Figura 4.23

Apertura en el Macizo Rocoso



**Fuente: Elaboración Propia*

Figura 4.24

Determinación de la rugosidad



**Fuente: Elaboración Propia*

Figura 4.25

Medición de Relleno



**Fuente: Elaboración Propia*

Figura 4.26

Meteorización en el Macizo Rocoso



**Fuente: Elaboración Propia*

4.4.4.3. Parámetro Presencia de Agua Subterránea

Este parámetro de evaluación en la UEA la Capitana de la Unidad Minera Caravelí referida a la presencia de agua subterránea contempla una valoración de contenido de humedad seco en su gran mayoría de las estaciones geomecánicas realizadas, tal como se muestra en la siguiente tabla de valoración correspondiente al Anexo N° 01.

Tabla 4.27

Valoración Agua Subterránea.

EMPRESA:		COMPañIA MINERA CARAVELI S.A.			UBICACIÓN EN COORDENADAS UTM_WGS84				FECHA:	16/2/2023	
PROYECTO:		ESTUDIO GEOMECANICO U.E.A. CAPITANA			ESTE:	602381			REALIZADO:	N.C. // A.Y. // T.S.	
ESTACIÓN:		EG_01	AZIMUT(°):	113	NORTE:	8270054			LITOLOGÍA		
					COTA:	1987			Diorita		
					REF.:						
Val. Parám.	σc	RQD	Espaciamiento entre discontinuidades	CONDICIONES DE DISCONTINUIDADES					Agua Subterránea	Orientación Discontinuidades	
				Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Meteorización			
15	12	7	20	6	6	6	6	6	15	0	
7	4	3	15	4	5	5	4	5	10	-2	
4	2	8	10	2	4	3	2	3	7	-5	
2	3	3	8	1	1	1	2	1	4	-	
			5	0	0	0	0	0	0	10	
										12	
Punto de Mapeo	1.- >250 Mpa 2.- 100-250 Mpa 3.- 50-100Mpa 4.- 25-50 Mpa 5.- <25 Mpa	1.- 90-100% 2.- 75-90% 3.- 50-75% 4.- 25-50% 5.- <25%	1.- >2 m 2.- 0.6-2 m 3.- 200-600 mm 4.- 60-200 mm 5.- < 60mm	1.- <1 m 2.- 1-3 m 3.- 3-10 m 4.- 10-20 m 5.- > 20 m	1.- Cerrada 0 2.- Muy Angosta <0.1 mm 3.- Angosta 0.1 - 1.0 mm 4.- Abierta 1.0 - 5.0 mm 5.- Muy Abierta > 5.0 mm	1.- Muy rugosa 2.- Rugosa 3.- Ligeramente Rugosa 4.- Lisa 5.- Muy lisa	1.- Ninguna 2.- Relleno Duro < 5 mm 3.- Relleno Duro > 5 mm 4.- Relleno Blando < 5 mm 5.- Relleno Blando > 5 mm	1.- No meteorizada 2.- Ligeramente meteorizada 3.- Meteorizada 4.- Muy meteorizada 5.- Descompuesta	1.- Seco 2.- Húmedo 3.- Mojado 4.- Gotico 5.- Flujo	1.- Muy favorable 2.- Favorable 3.- Regular 4.- Desfavorable 5.- Muy desfavorable	
VER. PLANO	4	3	8	4	1	3	2	3	15		
	4	3	8	4	1	3	2	3	15		
	4	3	8	2	1	3	2	3	15		
	4	3	8	2	4	3	2	3	15		
	1	3	5	0	0	0	0	0	15		

*Fuente: Mina Caravelí S.A.C

4.4.4.4. Corrección del RMR según la Orientación de las discontinuidades

Se han realizado un total de 24 estaciones de mapeo geomecánico en 6 progresivas como se muestra en la tabla, para determinar el RMR corregido se ha evaluado la orientación de las discontinuidades de acuerdo a la orientación de estas respecto al eje de la excavación.

Tabla N° 4.2

Determinacion del RMR

Progresiva	Estacion Geomecanica	Tipo de Labor	Orientacion de las Familias de Discontinuidades	Buzamiento	Factor de Correccion	RMR	RMR Corregido
de 0 m a 16.50 metros	EG-01-A	CH-856 (Ore Pass)	N56°E	Regular	0.00	43.00	43.00
	EG-01-B	CH-856 (Ore Pass)	N64°E	Regular	0.00	43.00	43.00
	EG-01-C	CH-856 (Ore Pass)	N63°E	Regular	0.00	41.00	41.00
	EG-01-D	CH-856 (Ore Pass)	N42°E	Regular	0.00	44.00	44.00
	EG-01-E	CH-856 (Ore Pass)	N34°E	Regular	0.00	30.00	34.00
de 16.50 m a 28 metros	EG-02-A	CH-856 (Ore Pass)	—	—	0.00	38.00	38.00
	EG-02-B	CH-856 (Ore Pass)	—	—	0.00	38.00	38.00
	EG-02-C	CH-856 (Ore Pass)	—	—	0.00	38.00	38.00
Progresiva del 28 a 70 metros	EG-03-A	CH-856 (Ore Pass)	N80°E	Favorable	-2.00	26.00	24.00
	EG-03-B	CH-856 (Ore Pass)	N86°E	Regular	0.00	26.00	26.00
	EG-03-C	CH-856 (Ore Pass)	N47°E	Regular	0.00	26.00	26.00
	EG-03-D	CH-856 (Ore Pass)	N70°E	Favorable	-2.00	25.00	23.00
de 70 m a 78.50 metros	EG-04-A	CH-856 (Ore Pass)	N30°E	Favorable	-2.00	29.00	27.00
	EG-04-B	CH-856 (Ore Pass)	—	—	0.00	29.00	29.00
	EG-04-C	CH-856 (Ore Pass)	—	—	0.00	29.00	29.00
	EG-04-D	CH-856 (Ore Pass)	—	—	0.00	28.00	28.00
de 78.50 m a 93 metros	EG-05-A	CH-856 (Ore Pass)	N32°E	Favorable	-2.00	20.00	18.00
	EG-05-B	CH-856 (Ore Pass)	—	—	0.00	20.00	20.00
	EG-05-C	CH-856 (Ore Pass)	—	—	0.00	20.00	20.00
	EG-05-D	CH-856 (Ore Pass)	—	—	0.00	25.00	25.00
de 93 m al tope	EG-06-A	CH-856 (Ore Pass)	N54°E	Favorable	-2.00	36.00	34.00
	EG-06-B	CH-856 (Ore Pass)	N54°E	Favorable	-2.00	36.00	34.00
	EG-06-C	CH-856 (Ore Pass)	N54°E	Favorable	-2.00	36.00	34.00
	EG-06-D	CH-856 (Ore Pass)	—	—	0.00	25.00	25.00

**Fuente: Elaboración Propia.*

La determinación del RMR se muestran en los formatos de mapeo geomecánico

(Anexo N°01)

4.4.4.5. Mapeo Geomecánico y Zonamiento de la Chimenea CH-856

Para la chimenea CH-856 se ha identificado diferentes dominios estructurales en diferentes zonas de estudio o también denominados progresivas de estudio.

Figura 4.28

Clasificación del Macizo Rocoso

CLASIFICACIÓN RMR DEL MACIZO ROCOSO	
RMR	DESCRIPCIÓN
91 - 100	MUYBUENA "A"
81 - 90	MUYBUENA "B"
71 - 80	BUENA "A"
61 - 70	BUENA "B"
51 - 60	REGULAR "A"
41 - 50	REGULAR "B"
31 - 40	MALA "A"
21 - 30	MALA "B"
0 - 20	MUYMALA

**Fuente: (B.H & E.T, 2004).*

Tabla 4.3*Caracterización del Macizo Rocosos por Tramos*

Progresiva	Estacion Geomecnica	Tipo de Labor	RMR Corregido	RMR promedio
de 0 m a 16,50 metros	EG-01-A	CH-856 (Ore Pass)	43.00	41.00
	EG-01-B	CH-856 (Ore Pass)	43.00	
	EG-01-C	CH-856 (Ore Pass)	41.00	
	EG-01-D	CH-856 (Ore Pass)	44.00	
	EG-01-E	CH-856 (Ore Pass)	34.00	
de 16,50 m a 28 metros	EG-02-A	CH-856 (Ore Pass)	38.00	38.00
	EG-02-B	CH-856 (Ore Pass)	38.00	
	EG-02-C	CH-856 (Ore Pass)	38.00	
Progresiva del 28 a 70 metros	EG-03-A	CH-856 (Ore Pass)	24.00	24.75
	EG-03-B	CH-856 (Ore Pass)	26.00	
	EG-03-C	CH-856 (Ore Pass)	26.00	
	EG-03-D	CH-856 (Ore Pass)	23.00	
de 70 m a 78,50 metros	EG-04-A	CH-856 (Ore Pass)	27.00	28.25
	EG-04-B	CH-856 (Ore Pass)	29.00	
	EG-04-C	CH-856 (Ore Pass)	29.00	
	EG-04-D	CH-856 (Ore Pass)	28.00	
de 78,50 m a 93 metros	EG-05-A	CH-856 (Ore Pass)	18.00	20.75
	EG-05-B	CH-856 (Ore Pass)	20.00	
	EG-05-C	CH-856 (Ore Pass)	20.00	
	EG-05-D	CH-856 (Ore Pass)	25.00	
de 93 m al tope	EG-06-A	CH-856 (Ore Pass)	34.00	31.75
	EG-06-B	CH-856 (Ore Pass)	34.00	
	EG-06-C	CH-856 (Ore Pass)	34.00	
	EG-06-D	CH-856 (Ore Pass)	25.00	

**Fuente: Elaboración Propia*

Por consiguiente, según la Tabla 4.3, Corresponde a la primera progresiva como roca regular (B) y segunda progresiva como roca mala (A) tercera y cuarta progresiva roca mala (B); quinta progresiva roca mala (A) y la última progresiva como roca mala (A)

Se realizó una evaluación geomecánica y un mapeo geo estructural según los criterios de clasificación Geomecánica de Bieniawski (RMR) y la clasificación GSI.

La clasificación geomecánica de la zona de análisis para cada tipo de roca es:

Tabla N° 4.4

Calasificación del Macizo Rocoso por tramo

PROGRESIVAS	0 – 16.5m	16.5 – 28m	28 – 70m	70 – 78.5m	78.5 - 93	93 - tope
R.M.R ₈₉	41.00	38.00	24.75	28.25	20.75	31.75
CLASIFICACIÓN	III B	IV A	IV B	IV B	V	IV A

**Fuente: Elaboración propia*

Los resultados de la evaluación geomecánica se presentan en los siguientes acápite:

Progresiva 0 m al 16.50 m de la chimenea se identifica la zona con roca III-B y con un GSI muy fracturado a regular.

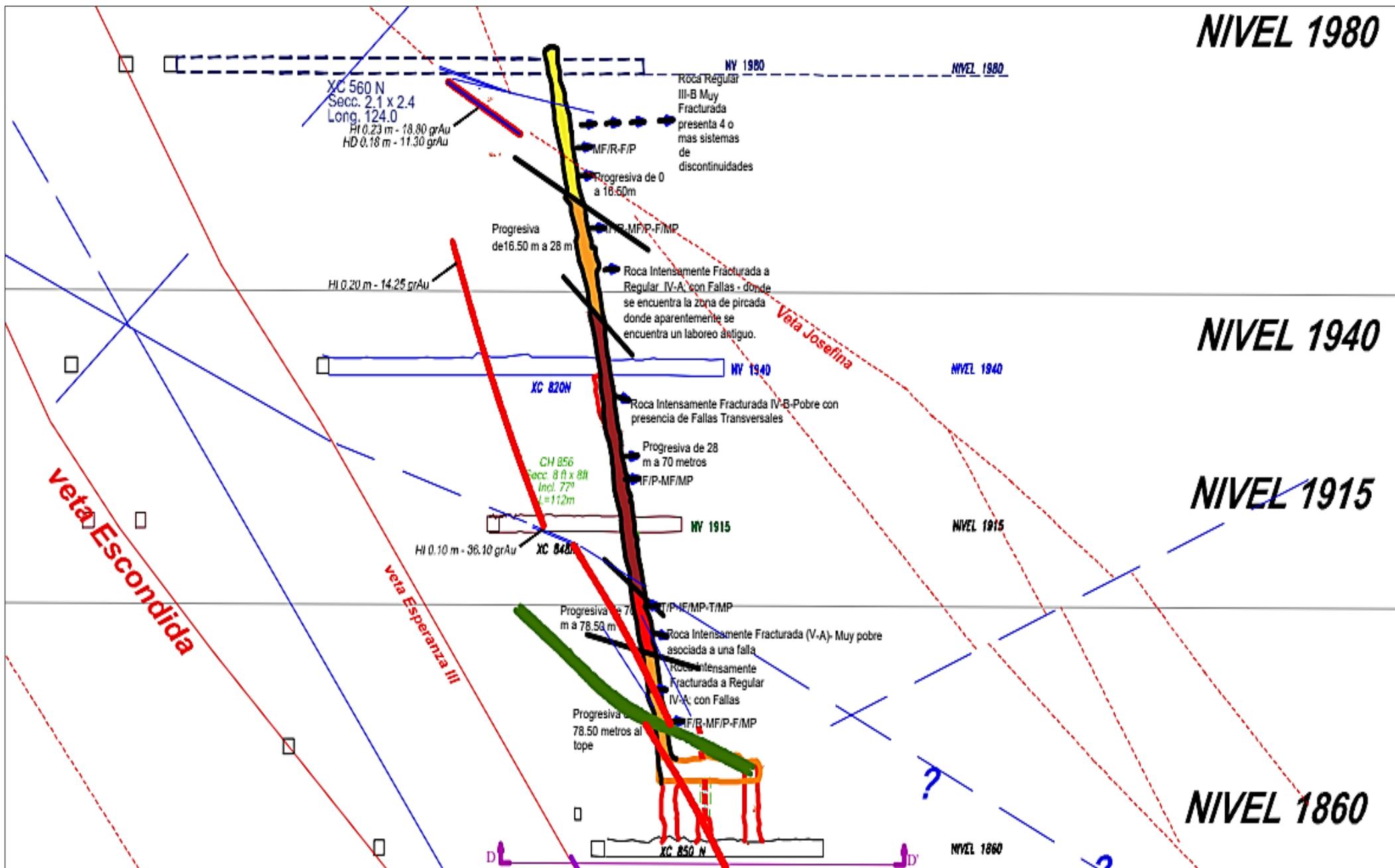
Progresiva 16.50 m al 28 m de la chimenea se identifica la zona con roca IV-A y con un GSI muy fracturado a Pobre.

Progresiva 28 m al 78.50 m de la chimenea se identifica la zona con roca IV-B y con un GSI Intensamente fracturado a Pobre estas zonas están asociadas a fallas transversales generando una condición desfavorable para la chimenea.

Progresiva 78.50 m al 93 m de la chimenea se identifica la zona con roca V y con un GSI Intensamente Fracturada a muy Pobre. En este tramo se puede apreciar que el grado de fracturamiento del macizo rocoso es de muy fracturado a intensamente fracturada con presencia de hematitas y alteración argílica. Puntualmente la presencia de agua subterránea hace que corresponda a una matriz de moderada a muy alterada.

Progresiva 93 m al tope de la chimenea se identifica la zona con roca IV-A y con un GSI muy fracturado a Pobre. Se identifica que el tramo mencionado la roca es del tipo IV-A con un GSI muy fracturado – pobre.

Figura 4.29: Caracterización del Macizo Rocosó en la Chimenea



*Fuente: Mina Caravelí S.A.C

4.4.5 DETERMINACIÓN DEL Q DE BARTON

4.4.5.1. Relación RMR - Q de Barton

La relación RMR y Q de Barton se aplica a través de la propuesta de Jhon A. Hudson y Jhon P. Harrison, 1997 donde se establece una relación directa entre el Q de Barton y RMR; tal como se muestra en la siguiente formula:

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

Tabla 4.5

Determinacion del Q de Barton

Progresiva	Estacion Geomecnica	Tipo de Labor	RMR Corregido	Q de Barton	RMR promedio
de 0 m a 16,50 metros	EG-01-A	CH-856 (Ore Pass)	43.00	0.9	41.00
	EG-01-B	CH-856 (Ore Pass)	43.00	0.9	
	EG-01-C	CH-856 (Ore Pass)	41.00	0.7	
	EG-01-D	CH-856 (Ore Pass)	44.00	1.0	
	EG-01-E	CH-856 (Ore Pass)	34.00	0.3	
de 16,50 m a 28 metros	EG-02-A	CH-856 (Ore Pass)	38.00	0.5	38.00
	EG-02-B	CH-856 (Ore Pass)	38.00	0.5	
	EG-02-C	CH-856 (Ore Pass)	38.00	0.5	
Progresiva del 28 a 70 metros	EG-03-A	CH-856 (Ore Pass)	24.00	0.1	24.75
	EG-03-B	CH-856 (Ore Pass)	26.00	0.1	
	EG-03-C	CH-856 (Ore Pass)	26.00	0.1	
	EG-03-D	CH-856 (Ore Pass)	23.00	0.1	
de 70 m a 78,50 metros	EG-04-A	CH-856 (Ore Pass)	27.00	0.2	28.25
	EG-04-B	CH-856 (Ore Pass)	29.00	0.2	
	EG-04-C	CH-856 (Ore Pass)	29.00	0.2	
	EG-04-D	CH-856 (Ore Pass)	28.00	0.2	
de 78,50 m a 93 metros	EG-05-A	CH-856 (Ore Pass)	18.00	0.1	20.75
	EG-05-B	CH-856 (Ore Pass)	20.00	0.1	
	EG-05-C	CH-856 (Ore Pass)	20.00	0.1	
	EG-05-D	CH-856 (Ore Pass)	25.00	0.1	
de 93 m al tope	EG-06-A	CH-856 (Ore Pass)	34.00	0.3	31.75
	EG-06-B	CH-856 (Ore Pass)	34.00	0.3	
	EG-06-C	CH-856 (Ore Pass)	34.00	0.3	
	EG-06-D	CH-856 (Ore Pass)	25.00	0.1	

*Fuente: Elaboración Propia

Tabla 4.6*Indices de Q de Barton*

Descripción	Q
Roca Excepcionalmente Mala	0.001-0.01
Roca Extremadamente Mala	0.01-0.1
Roca Muy Mala	0.1-1
Roca Mala	1-4
Roca Regular	4-10
Roca Buena	10-40
Roca Muy Buena	40-100
Roca Extremadamente Buena	100-400
Roca Excepcionalmente Buena	400-1000

**Fuente: (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2004).*

De la tabla se infiere a través de la relación del Q de Barton y RMR de Bieniawsky los siguiente:

Progresiva 0 a 16.50 metros; el Q de Barton muestra un valor promedio de 0.8 lo cual se describe como roca mala.

Progresiva 16.50 al tope; el Q de Barton muestra un valor promedio 0.2 lo cual se describe como una roca muy mala.

4.4.6. RELACIÓN RMR Y GSI

Para determinar la relación entre el RMR y GSI se ha empleado la cartilla geomecánica establecido por la compañía minera Caraveli S.A.C

Figura 4.30

Tabla de Clasificación Geomecánica RMR y GSI

Tipo Roca	GSI	RMR
Buena	II-A LF/B	71 - 80
	II-B F/B - LF/R	61 - 70
Regular	III-A MF/B - F/R - LF/P	51 - 60
	III-B MF/R - F/P	41 - 50
Mala	IV-A IF/R - MF/P - F/MP	31 - 40
	IV-B IF/P - MF/MP	21 - 30
Muy Mala	V T/P - IF/MP - T/MP	< 21

Nota: La clasificación geomecánica mostrada en esta cartilla no considera la presencia de agua, estado tensional y métodos constructivos de las excavaciones.

**Fuente: Mina Caravelí S.A.C*

Tabla 4.7

Tabla de Clasificación Geomecánica RMR , GSI y Q de Barton en la CH-856

Progresiva	GSI	RMR ₈₉ Promedio	Tipo de Roca		Q de Barton	
0 - 16.50m	MF/R – FP	41.00	III B	Roca Regular	0.8	Roca Mala
16.50 - 28m	IF/R-MF/P-F/MP	38.00	IV A	Roca Mala	0.5	Roca muy Mala
28 - 70m	IF/P-MF/MP	24.75	IV B	Roca Mala	0.1	
70 - 78.50 m	IF/P-MF/MP	28.028	IV B	Roca Mala	0.2	
78.50 - 93m	T/P-IF/MP-T/MP	20.75	V	Roca muy Mala	0.1	
93 - tope	IF/R-MF/P-F/MP	31.75	IV A	Roca Mala	0.25	

**Fuente: Elaboración Propia.*

4.5. PROCESOS DE CONSTRUCCIÓN DE LA CH- 856

4.5.1. Construcción de la Chimenea CH-856

Primero: Se ejecutó la Chimenea "C" = 10m, doble compartimiento. El camino servirá de acceso a la cámara de servicios, este buzón inicialmente servirá para el almacenamiento de desmonte proveniente de la cámara de servicios.

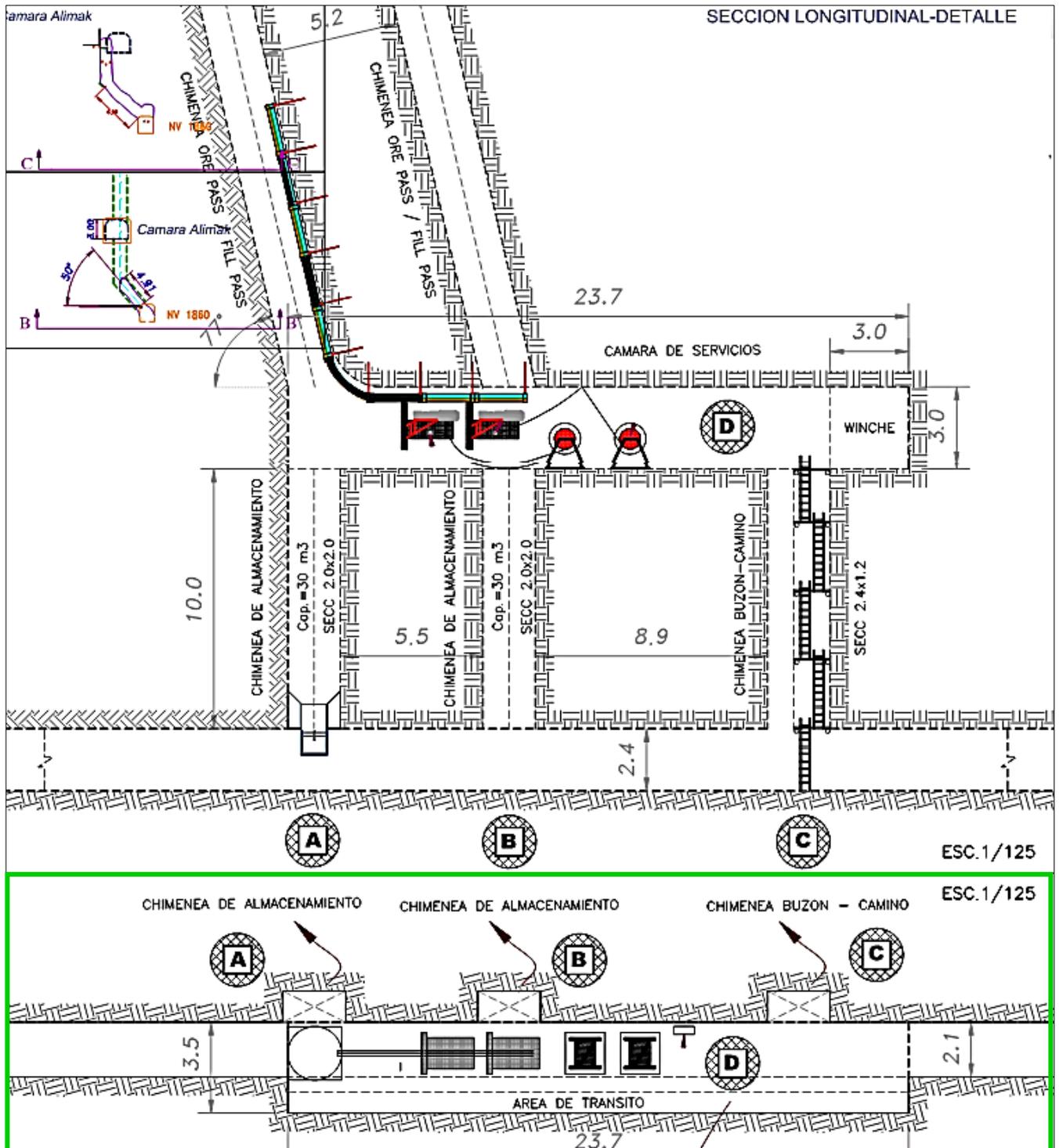
Segundo: Se ejecutó la Cámara "D" de servicios = 23.7m. Esta labor se hizo de Este a Oeste y la carga que se genere se evacua por la CH - C. Esta labor servirá inicialmente como cámara de instalación del equipo Alimak, luego servirá como labor para acceso al ore pass / Fill pass para su respectivo mantenimiento.

Tercero: Se ejecutó la Chimenea "A" = 10m. Esta labor se desarrolló en paralelo a la Chimenea "C", hasta llegar a la corona de la Cámara de Servicios "D", luego se avanzó 2m la Cámara de servicios "D" de Oeste a Este.

Cuarto: Ingreso de Equipo y Accesorios a las Cámara de Servicios "D", Esta actividad se realizó a través de la Chimenea A, antes del armado de Tolva, cuando el equipo y accesorios hayan entrado al 100% se procedió a armar la tolva, culminado esto se inició con la ejecución del proyecto Fill pass / ore pass.

Figura 4.31

Diseño de Construcción de la CH-856



**Fuente: Mina Caravelí S.A.C*

4.6. MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA CH- 856

La malla de perforación en la ejecución de la chimenea CH-856 se ha empleado los siguientes parámetros.

Tabla 4.8

Parametros de Cosntrucción de la Chimenea CH-856

PARAMETROS TECNICOS PARA LA CONSTRUCCION DE ORE PASS Y CHIMENEAS		
Ancho de Labor	2.44	m
Alto de Labor	2.44	m
Tipo de Roca	III regular B-IV A,B	
Número de Taladros	25.00	Taladros
Arranque	3	Taladros
Alivio	4	Taladros
1° ayuda	4	Taladros
Cuadradores	14	Taladros
Total taladros cebados	21.00	
Taladros de alivio	4.00	
Total cartuchos	156.97	
Cartuchos por taladro	7.47	unidades
Cantidad de carga por seccion	2.00	kg/m3
Longitud de Taladro	5	Pies
Longitud de Taladro	1.52	m
Eficiencia de perforación	90.13%	
Eficiencia de voladura	88.00%	
Rendimiento	1.21	m/disparo
Volumen insitu	7.19	m3
Volumen Roto	8.63	m3
Toneladas a remover	19.42	Tm
Peso emulsión (1"x7") por cartucho	0.110	kg/cart
Peso emulsión (1"x7") por disparo	17.27	kg/disparo
Factor de Perforación	4.76	m/m3
Factor de carga	2.40	kg/m3
Factor de potencia	0.89	kg/Tn

**Fuente: Mina Caraveli S.A.C*

Tabla 4.9*Determinación del Número de Taladros*

PERIMETRO (P)	9.75
SECCIÓN (S)	5.95
Número de Taladros	
NT =	25.12
$NT = P/E + K*S$	

Fuente: Elaboración Propia.*Tabla 4.10***Factor de Dureza de Roca (K)*

Factor de roca (K)		
TIPOS DE ROCA	K	K Promedio
Rocas duras	2.0 a 2.25	2.13
Rocas intermedias	1.5 a 1.7	1.60
Rocas friables	1.0 a 1.2	1.10

Fuente: Elaboración Propia.*Tabla 4.11***Parámetro de Distancia (E)*

Distancia entre taladros (E)		
Tipos de Roca	Distancia	(E) Promedio
Rocas tenaces	0.4 – 0.55	0.48
Rocas intermedias	0.6 – 0.65	0.63
Rocas friables	0.7 – 0.75	0.73

**Fuente: Elaboración Propia.*

Cálculos

$$\text{Numero de Taladros} = 9.75/0.63 + 1.60 \times 5.95 = 25.12 \approx 25 \text{ Taladros/Disparo}$$

$$\text{Longitud de Taladro} = 5 \text{ Pies} \times 0.3048 \text{ m/pie} = 1.52 \text{ m}$$

$$\text{Eficiencia de Perforación} = (1.52 - 0.15) / 1.52 = 0.9013 = 90.13\%$$

$$\text{Rendimiento} = 1.52 \times 90.13\% \times 88\% = 1.21 \text{ m/disparo}$$

$$\text{Volumen Roto} = 2.44 \text{ m} \times 2.44 \text{ m} \times 1.21 \text{ m/disparo} \times 1.2 = 7.20 \text{ m}^3$$

$$\text{Toneladas rotas} = 7.20 \text{ m}^3 \times 2.70 \text{ Tn/m}^3 = 19.44 \text{ TM}$$

Cartuchos/Taladro = Volumen Roto/Cantidad de Carga por Sección/Total de taladros Cebados/peso de emulsión

$$\text{Cartuchos/Taladro} = (7.20/2.00) / (21/0.110) = 7.47 \text{ cartuchos}$$

$$\text{Total, de Cartuchos} = 7.47 \times 21 = 156.97 \text{ Cartuchos}$$

$$\text{Peso de Emulsión/Disparo} = 156.97 \times 0.110 = 17.27 \text{ Kg /Disparo}$$

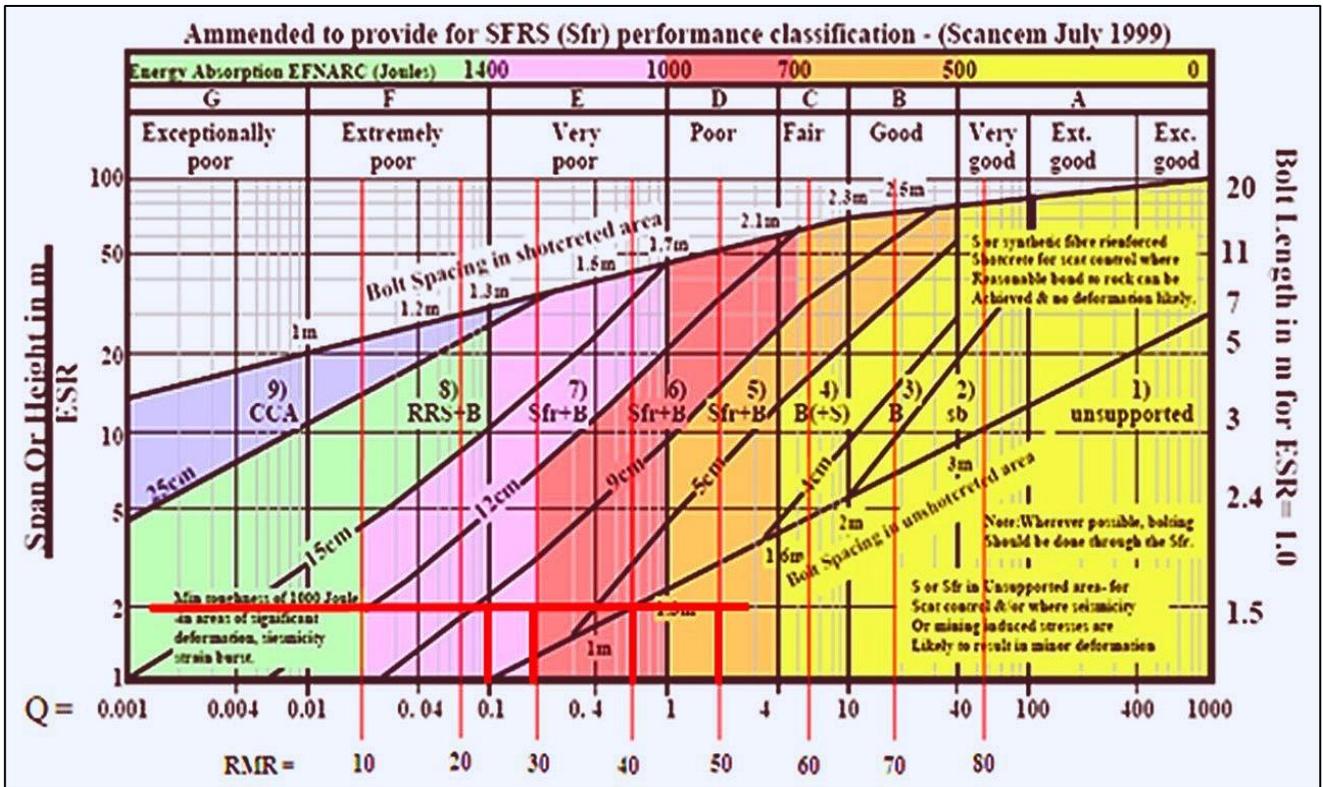
$$\text{Factor de Carga} = (17.27 \text{ kg/disparo}) / (7.19 \text{ m}^3) = 2.40 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{Factor de Potencia} = (17.27 \text{ kg/disparo}) / (19.42 \text{ Tm}) = 0.89 \text{ Kg/TM}$$

Aplicando estas consideraciones se emite las siguientes recomendaciones:

Figura 4.33

Determinación del Tipo de Sostenimiento



*Fuente: (Gonzales Diez & Martinez Cedrun, 2000).

Progresiva 0 al 16.50m realizar sostenimiento con pernos Split set de 5 pies de forma sistemática espaciados a 1.20m. Cintas straps donde se indique.

Progresiva 16.50m al 28.0m realizar sostenimiento con pernos Split set de 5 pies espaciado 1.20 + malla electrosoldada de 4 x4 + shotcrete 2" sobre malla.

Progresiva 28.0m al 70.0m realizar sostenimiento con Split set de 5 pies de manera sistemática con un espaciamiento de 1.20m. Cintas straps donde se indique.

Progresiva 70.0 al 78.50 realizar sostenimiento con Split set 5 pies de manera sistemática espaciado 1.20m + malla electrosoldada 4x4 + shotcrete 2”.

Progresiva 78.50 al 93.00m realizar sostenimiento con cimbras H4x13 lb/pie de 2x2m espaciados 1.50m empaquetadas con planchas acanaladas.

Progresiva 93.00m al tope realizar sostenimiento con pernos Split set de 5 pies sistemático espaciados 1.20m +malla electrosoldada de 3x3+shotcrete de 3”.

Para el desarrollo del Winche programado en la CH-856 del nivel 1860 el cual se encuentra en una zona muy fracturada y alterada asociado a la presencia de la veta Josefina, es preciso que antes de la apertura de dicha labor se realice el sostenimiento con Split set de 5 pies espaciados de 1.20m y malla de cocada de 3x3 forma sistemática todo el tramo superior al punto marcado para la sellada de esta labor, este debe incluir el tope de la chimenea.

De no contar con las condiciones para el correcto lanzado del shotcrete en las zonas indicadas estas serán reemplazadas con cimbras H4x13 lb/pie de 2x2m espaciados 1.50m empaquetadas con planchas acanaladas.

4.8. COSTO DE CONSTRUCCIÓN DE LA CH-856

El costo de construcción de la CH 856 se ha evaluado varios análisis de costos unitarios que a continuación se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 4.12

Costos Unitarios Chimenea CH-856

CHIMENEA y ORE PASS DE 8 ft X 8 ft - CON EQUIPO ALIMAK									
FECHA:									
PARTIDA:	CONSTRUCCION DE LA CHIMENEA 856			N° Taladros:	25	uni			
EQUIPOS:	EQUIPO ALIMAK			N° Tal.carg.:	21	uni			
SECCION:	2.4384 m x 2.4384 m			AVANCE:	1.21	ml			
NO INCLUYE:	TRANSPORTE								
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO		SUBTOTAL US\$	TOTAL US\$/ML	
1.-	MANO DE OBRA							238.99	197.51
	Maestro perforista - Alimak	1.00	Tarea	1.00	54.63	US\$/Tarea	54.63		
	Ayudante perforista Alimak	1.00	Tarea	1.00	38.24	US\$/Tarea	38.24		
	Operador Alimak	1.00	Tarea	1.00	43.70	US\$/Tarea	43.70		
	Mecanico Alimak	1.00	Tarea	1.00	43.70	US\$/Tarea	43.70		
	Bodeguero	0.50	Tarea	1.00	32.78	US\$/Tarea	16.39		
	Valvulero	1.00	Tarea	1.00	27.31	US\$/Tarea	27.31		
	Supervisión (Ingeniero+Capataz)	0.25	Tarea	1.00	60.09	US\$/Tarea	15.02		
2.-	IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD O EQUIPOS DE PROTECCION PERSONAL							12.61	10.42
	Personal Operativo	4.00	Tarea	1.00	3.15	US\$/Tarea	12.61		
3.-	MATERIALES Y HERRAMIENTAS							27.56	22.78
	Barra Conica de 2'	0.038	uni	1.00	20.83	US\$/uni	0.79		
	Barra Conica de 3'	0.075	uni	1.00	31.25	US\$/uni	2.33		
	Barra Conica de 4'	0.012	uni	1.00	46.88	US\$/uni	0.56		
	Barra Conica de 5'	0.02	uni	1.00	57.29	US\$/uni	1.14		
	Barra Conica de 6'	0.02	uni	1.00	62.50	US\$/uni	1.49		
	Barra Conica de 8'	0.11	uni	1.00	65.10	US\$/uni	7.27		
	Broca descartable de 40 mm	0.27	uni	1.00	14.32	US\$/uni	3.92		
	Broca descartable de 38 mm	0.23	uni	1.00	12.50	US\$/uni	2.93		
	Manguera de 1"	0.01	m	30.00	2.60	US\$/m	0.65		
	Manguera de 1/2"	0.01	m	30.00	1.30	US\$/m	0.33		
	Conexiones de manguera	0.01	jgo	4.00	7.16	US\$/m	0.16		
	Aceite	1.00	Gl	1.00	5.21	US\$/gl	5.21		
	Herramientas	1.00	Tarea	1.00	0.80	US\$/Tarea	0.80		
4.-	EQUIPOS							18.06	14.93
	Perforadora Stoper	1.00	p-p	112.37	0.06	US\$/pp	7.02		
	Repuestos de lámpara	1.00	Tarea	2.00	0.36	US\$/Tarea	0.72		
	Perforadora Alimak	1.00	Tarea	1.00	3.13	US\$/Hr	3.13		
	Bomba sumergible	0.25	Tarea	1.00	0.45	US\$/Hr	0.11		
	Ventilador 10,000 CFM	0.25	Tarea	1.00	1.04	US\$/Hr	0.26		
	Compresora diesel 900 CFM	0.25	Tarea	1.00	13.96	US\$/Hr	3.49		
	Grupo electrogeno 200 kw	0.25	Tarea	1.00	13.32	US\$/Hr	3.33		
5.-	EXPLOSIVOS							46.44	38.38
	Emulsion 7/8" x 7"	1.00	und	85.12	0.32	US\$/Kg	27.24		
	Carmex de 8'	1.00	und	21.00	0.78	US\$/und	16.38		
	Igniter cord	1.00	m	6.00	0.47	US\$/m	2.82		
6.-	SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS							343.67	284.02
7.-	COSTOS INDIRECTOS								
	Contingencias		%		10%	US\$	34.37		
	Materiales		%		25%	US\$	85.92		
	Gastos Generales		%		36.86%	US\$	88.09		
	Utilidad		%		10%	US\$	34.37		
							242.75	200.62	
TOTAL COSTO x METRO LINEAL EN DOLARES (US\$/ML)								484.64	

**Fuente: Mina Caravelí S.A.C*

Mano de Obra

Valor Unitario - Costo/Tarea= Precio Básico en dólares = $(100/3.68) = 27.17 \$$

Beneficios Sociales = $(100/3.68) \times 101\% = 27.45 \$$

Costo/Tarea= $27.17 \$ + 27.45 \$ = 54.63 \$$

Implementos de Seguridad

Tabla 4.13

Costo en Implementos de Seguridad

DESCRIPCION	Cantidad	P.U. US \$	Vida Útil	Costo por Tarea	
			Tareas	US \$	\$/.
Saco de Jebe	1	16.07	100	0.161	0.6171
Pantalón de Jebe	1	16.07	75	0.214	0.8229
Botas de Jebe	1	23.21	90	0.258	0.9905
Guantes de Neoprene de 14"	1	6.07	20	0.304	1.1657
Mameluco con cinta reflectiva	1	25.00	150	0.167	0.6400
Casco Minero Tipo Sombrero	1	21.43	360	0.060	0.2286
Barbiuquejo Elástico MSA	1	2.50	90	0.028	0.1067
Respirador 7502 media cara 3M	1	25.00	180	0.139	0.5333
Filtros 7093 3M P/Respirador 7502	1	9.82	6	1.637	6.2857
Correa de Seguridad con Portalámpara	1	8.93	360	0.025	0.0952
Tapón de Oído	1	1.07	30	0.036	0.1371
Lentes de Seguridad	1	5.36	90	0.060	0.2286
Lampara de seguridad y cargador	1	100.00	1500	0.067	0.2560
COSTOS DE IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD (US\$/TAREA)				3.1530	12.1074

**Fuente: Mina Caravelí S.A.C*

Costo/Tarea = Incidencia x Pu = $4 \times 3.15\$ = 12.61 \$/Tarea$

Materiales y Herramientas

2 ft (pies) = 0.6096 m

1000 ft = 304.8m

Incidencia = $25 \times (2\text{ft}-0.15) / 1000 \text{ ft} = 0.038$

$$\text{Precio Unitario} = 80 \text{ soles} / 3.84\$ = 20.83\$/\text{Unidad}$$

$$\text{Costo/Unidad} = \text{Incidencia} \times \text{Pu} \times \text{Cantidad} = 0.038 \times 20.83 \times 1.00 = 0.79 \$/\text{Unidad}$$

Se realiza el mismo procedimiento para el cálculo de las herramientas a emplear.

Para los Equipos:

Perforadora Stoper

$$\text{Incidencia} = 1.00$$

$$\text{Pies-Perforados} = \#\text{Taladros} \times \text{Eff de Perforación} \times \text{Longitud de Taladro.}$$

$$\text{Pies- Perforados} = 25 \times 90.13\% \times 1.52 \text{ m} \times 3.2808 \text{ ft} = 112.34 \text{ pies-perf.}$$

$$\text{Costo/Hr} = \text{Costo total (Aq+mant)} / \text{vida Útil}$$

$$\text{Costo total (Aq+mant)} = \text{Costo de Adqui} (1 + \text{Gasto de Reparación})$$

$$\text{Costo/Hr} = 62.50/1000 = 0.0625 \$/\text{Hr}$$

$$\text{Sub Total} = 1 \times 112.34 \times 0.0625 = 7.02 \$$$

Para los Explosivos

$$\text{Incidencia} = 1.00$$

$$\text{Cantidad de emulsión a Cargar} = 2/3(1.52) / 0.25 \times 21 = 85.12 \text{ Cartuchos}$$

$$\text{Precio/Unidad} = 100\$/\text{caja} / 308 \text{ cart/caja} = 0.31\$/\text{cart}$$

$$\text{Sub total} = \text{Incidencia} \times \text{Cantidad de Emulsión} \times \text{Precio/Unidad} =$$

$$\text{Sub Total} = 1 \times 85.12 \times 0.32 = 27.2 \$$$

Gastos Generales

Contingencias= 10% del costo directo

Materiales= 25% del costo directo

Gastos Generales= 36.86 % del costo directo

Utilidad= 10% del costo directo; estos porcentajes son estándares que maneja la compañía minera de acuerdo a los cálculos realizados.

De la tabla se sabe que el metro lineal perforado tendrá un costo de 484.64 \$/ml.

Si se sabe que la chimenea tendrá una longitud de aproximadamente 112 metros se hace el siguiente calculo:

Costo Total de ejecución de la CH- 856 = $484.64 \text{ \$/ml} \times 112 \text{ ml} = 54,279.68 \text{ \$}$

Los cálculos realizados serán ejemplos de cálculo de costos unitarios en diferentes actividades.

4.9. DISCUCIONES

4.9.1 TIPO DE SOSTENIMIENTO ADECUADO SEGÚN LA CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

Según la clasificación geomecánica y mapeo geo estructural se tiene la siguiente caracterización de macizo rocoso para la chimenea CH-856.

Tabla 4.14

Tabla de Caracterización del Macizo Rocosó en la CH-856

Progresiva	GSI	RMR ₉₉ Promedio	Tipo de Roca	Q de Barton	
0 - 16.50m	MF/R – FP	41.00	III B	Roca Regular	0.8 Roca Mala
16.50 - 28m	IF/R-MF/P-F/MP	38.00	IV A	Roca Mala	0.5 Roca muy Mala
28 - 70m	IF/P-MF/MP	24.75	IV B	Roca Mala	0.1
70 - 78.50 m	IF/P-MF/MP	28.028	IV B	Roca Mala	0.2
78.50 - 93m	T/P-IF/MP-T/MP	20.75	V	Roca muy Mala	0.1
93 - tope	IF/R-MF/P-F/MP	31.75	IV A	Roca Mala	0.25

**Fuente: Mina Caraveli S.A.C*

Para la selección del tipo de sostenimiento en la UEA la capitana de la Mina Caravelí S.A.C se ha empleado la cartilla geomecánica propio y estandarizada por la mina Caravelí que a continuación se muestra.

Figura N° 4.34: Cartilla de Sostenimiento Estándar

CARTILLA DE SOSTENIMIENTO ESTÁNDAR _ U.E.A. CAPITANA DE COMPAÑIA MINERA CARAVELÍ S.A.C.				
CÓDIGO	CALIDAD	CARACTERÍSTICAS DE LA ROCA	SOSTENIMIENTO EN LABORES PERMANENTES	SOSTENIMIENTO EN LABORES TEMPORALES
SP	BUENA "A"	ROCA BUENA, LEVEMENTE FRACTURADA A FRACTURADA, SANA A LIGERAMENTE ALTERADA, SIN RELLENO, CONDICIÓN DE AGUA "SECA".	PERNOS (CEMENTADOS YO CON RESINAS A COLUMNA COMPLETA) PUNTUALES. EN TERRENOS FRACTURADOS COLOCAR PERNOS ESPACIADOS A 1.70x1.70 METROS, DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO.	PERNOS EXPANSIVOS TIPO L EN FORMA PUNTUAL EN TERRENOS FRACTURADOS COLOCAR PERNOS EXPANSIVOS ESPACIADOS A 1.70x1.70 METROS EN FORMA DE ROMBO TAJEOS ANGOSTOS CON ANCHOS DE MINADO 0.80-1.00 METROS, COLOCAR PUNTALES DE SEGURIDAD DE 6" DE DIÁMETRO CON JACKPOT Y GUARDACABEZAS ESPACIADOS HASTA 1.50 METROS MEDIANTE "OS".
A	BUENA "B"	ROCA BUENA, FRACTURADA, LIGERA A MODERADAMENTE ALTERADA, RELLENOS BLANDOS, CONDICIÓN DE AGUA "SECAS CON HUMEDAD EN SECTORES PUNTUALES".	PERNOS (CEMENTADOS YO CON RESINAS A COLUMNA COMPLETA) ESPACIADOS A 1.70x1.70 METROS, DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO.	PERNOS EXPANSIVOS TIPO L, ESPACIADOS A 1.70x1.70 METROS, DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO TAJEOS ANGOSTOS CON ANCHOS DE MINADO 0.80-1.00 METROS, COLOCAR PUNTALES DE SEGURIDAD DE 6" DE DIÁMETRO CON JACKPOT Y GUARDACABEZAS ESPACIADOS HASTA 1.50 METROS MEDIANTE "OS".
B	REGULAR "A"	ROCA REGULAR, FRACTURADA Y PUNTUALMENTE MUY FRACTURADA, LIGERA A MODERADA ALTERACIÓN, RELLENOS BLANDOS, CONDICIÓN DE AGUA "HUMEDAD LEVE A MODERADA".	PERNOS (CEMENTADOS YO CON RESINAS A COLUMNA COMPLETA) ESPACIADOS A 1.5x1.5 METROS, DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO. EN TERRENOS MUY FRACTURADOS E INTENSAMENTE FRACTURADOS AÑADIR SHOTCRETE DE 2.0 PULGADAS DE ESPESOR (DISEÑO ESTÁNDAR CF).	CUADROS DE MADERA DE 6" A 8" DE DIÁMETRO ESPACIADOS HASTA 1.50 METROS, PARA TAJEOS MEDIANTE "C&FS" TAJEOS ANGOSTOS CON ANCHOS DE MINADO 0.80-1.00 METROS, COLOCAR PUNTALES DE SEGURIDAD DE 6" DE DIÁMETRO CON JACKPOT Y GUARDACABEZAS ESPACIADOS HASTA 1.50 METROS MEDIANTE "OS".
C	REGULAR "B"	ROCA REGULAR, FRACTURADA A MUY FRACTURADA, CON ALGUNAS FALLAS MENORES, ALTERADA, RELLENOS BLANDOS, CONDICIÓN DE AGUA "HÚMEDA A MOJADA".	SHOTCRETE 2.0 PULGADAS DE ESPESOR (DISEÑO ESTÁNDAR CF) + PERNOS (CEMENTADOS YO CON RESINAS A COLUMNA COMPLETA) ESPACIADOS A 1.5x1.5 METROS, DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO.	CUADROS DE MADERA DE 6" A 8" DE DIÁMETRO ESPACIADOS HASTA 1.50 METROS, PARA TAJEOS MEDIANTE "C&FS" TAJEOS ANGOSTOS CON ANCHOS DE MINADO 0.80-1.00 METROS, COLOCAR PUNTALES DE SEGURIDAD DE 6" DE DIÁMETRO CON JACKPOT Y GUARDACABEZAS ESPACIADOS HASTA 1.50 METROS MEDIANTE "OS".
D	MALA "A"	ROCA MALA, MUY FRACTURADA A INTENSAMENTE FRACTURADA, CON FALLAS MENORES, ALTERADA A MUY ALTERADA, RELLENOS BLANDOS, CONDICIÓN DE AGUA "MOJADA A GOTE".	SHOCRETE 2.0 PULGADAS DE ESPESOR (DISEÑO ESTÁNDAR CF, DUPLICAR LA CANTIDAD DE FIBRA) + PERNOS EXPANSIVOS ESPACIADOS A 1.20x1.20 METROS, DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO. EN SECTORES ESPECÍFICOS REFORZAR EL SOSTENIMIENTO CON CINTAS METÁLICAS TIPO "STRAPS" ESPACIADOS A 1.20 METROS.	CUADROS DE MADERA DE 6" A 8" DE DIÁMETRO ESPACIADOS HASTA 1.20 METROS, PARA TAJEOS MEDIANTE "C&FS" TAJEOS ANGOSTOS CON ANCHOS DE MINADO 0.80-1.00 METROS, COLOCAR PUNTALES DE SEGURIDAD DE 6" DE DIÁMETRO CON JACKPOT Y GUARDACABEZAS ESPACIADOS HASTA 1.20 METROS MEDIANTE "OS".
E	MALA "B"	ROCA MALA, INTENSAMENTE FRACTURADA A TRITURADA, CON FALLAS Y ZONAS DE CORTE, MUY ALTERADA, RELLENOS BLANDOS, CONDICIÓN DE AGUA "GOTE A FLUJO LEVE".	SHOCRETE 2.0 PULGADAS DE ESPESOR (DISEÑO ESTÁNDAR CF, DUPLICAR LA CANTIDAD DE FIBRA) + PERNOS EXPANSIVOS ESPACIADOS A 1.20x1.20 METROS DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO + ARCOS NORUEGOS ESPACIADOS A 1.20 METROS YO CINTAS METÁLICAS TIPO "STRAPS" ESPACIADOS A 1.20 METROS CIMBRAS METÁLICAS ESPACIADAS ENTRE 1.0-1.2 METROS COMPLETAMENTE ELEMENTADAS.	CUADROS DE MADERA DE 6" A 8" PULGADAS DE DIÁMETRO ESPACIADOS ENTRE 1.0 A 1.20 METROS, PARA TAJEOS MEDIANTE "C&FS" TAJEOS ANGOSTOS CON ANCHOS DE MINADO 0.80-1.00 METROS, COLOCAR PUNTALES DE SEGURIDAD DE 6" CON JACKPOT Y GUARDACABEZAS ESPACIADOS ENTRE 1.00 A 1.20 METROS MEDIANTE "OS".
F	MUY MALA	ROCA MUY MALA, ESTRUCTURALMENTE TRITURADA Y DISTURBADA, CON FALLAS Y ZONAS DE CORTE, MUY ALTERADA A DESCOMPUESTA, RELLENOS BLANDOS, CONDICIÓN DE AGUA "GOTE A FLUJO MODERADO".	CIMBRAS METÁLICAS DE PERFIL "H" TIPO "6W20" ESPACIADAS A 0.8-1.0 METROS COMPLETAMENTE ELEMENTADAS. EN TERRENOS EXPANSIVOS COLOCAR CIMBRAS CORREDIZAS, EXCAVAR NICHOS EN LOS HASTIALES ENTRE CUERPOS DE CIMBRAS. NOTA: IMPLEMENTAR EL MONITOREO DE CONVERGENCIAS.	ESTE TERRENO SE OBSERVA SÓLO EN LOS CONTACTOS FALLA AL PISO-TECHO DE LAS ESTRUCTURAS MINERALIZADAS CON POTENCIAS MENORES A 0.3 METROS Y ZONAS DE CORTE, SE RECOMIENDA COLOCAR EL SOSTENIMIENTO CORRESPONDIENTE AL DOMINIO PREDOMINANTE DEL SECTOR.

*Fuente: Mina Caravelí S.A.C

4.9.2. Características del Tipo de Sostenimiento a Emplear en la CH-856.

El sostenimiento será según indique la cartilla de sostenimiento estándar; teniendo en cuenta las características de las rocas estudiadas en la chimenea CH-856.

Tabla 4.15

Características de Sostenimiento CH-856

Progresiva	GSI	RMR ₈₉ Promedio	Tipo de Roca	Q de Barton	Sostenimiento
0 - 16.50m	MF/R – FP	41.00	III B Roca Regular	0.8 Roca Mala	Perno Split Set + Malla electro soldada
16.50 - 28m	IF/R-MF/P-F/MP	38.00	IV A Roca Mala	0.5 Roca muy Mala	Perno Split Set + Schocrete de 2" + Malla electro soldada
28 - 70m	IF/P-MF/MP	24.75	IV B Roca Mala	0.3	Perno Split Set + Schocrete de 2" + Malla electro soldada
70 - 78.50m	IF/P-MF/MP	28.028	IV B Roca Mala	0.2	Perno Split Set + Schocrete de 2" + Malla electro soldada
78.50 - 93m	T/P-IF/MP-T/MP	20.75	V Roca muy Mala	0.1	Cimbras Metálicas
93 - tope	IF/R-MF/P-F/MP	31.75	IV A Roca Mala	0.25	Perno Split Set + Schocrete de 2" + Malla electro soldada

**Fuente: Elaboración Propia*

4.9.3. Factor de Seguridad (F.S)

Para determinar las condiciones de estabilidad en la CH-856 se ha empleado la simulación del software phase02, que indica un factor de seguridad por encima de 1.30 considerando que la simulación se hizo con pernos Split set + Malla electro soldada + shotcrete. Por lo que el área de geomecánica informó en su momento la aplicación de cimbras metálicas en tramos críticos los cuales incrementarían el factor de seguridad en un 90%, siendo esto aceptable para los sostenimientos propuestos para dicha labor permanente.

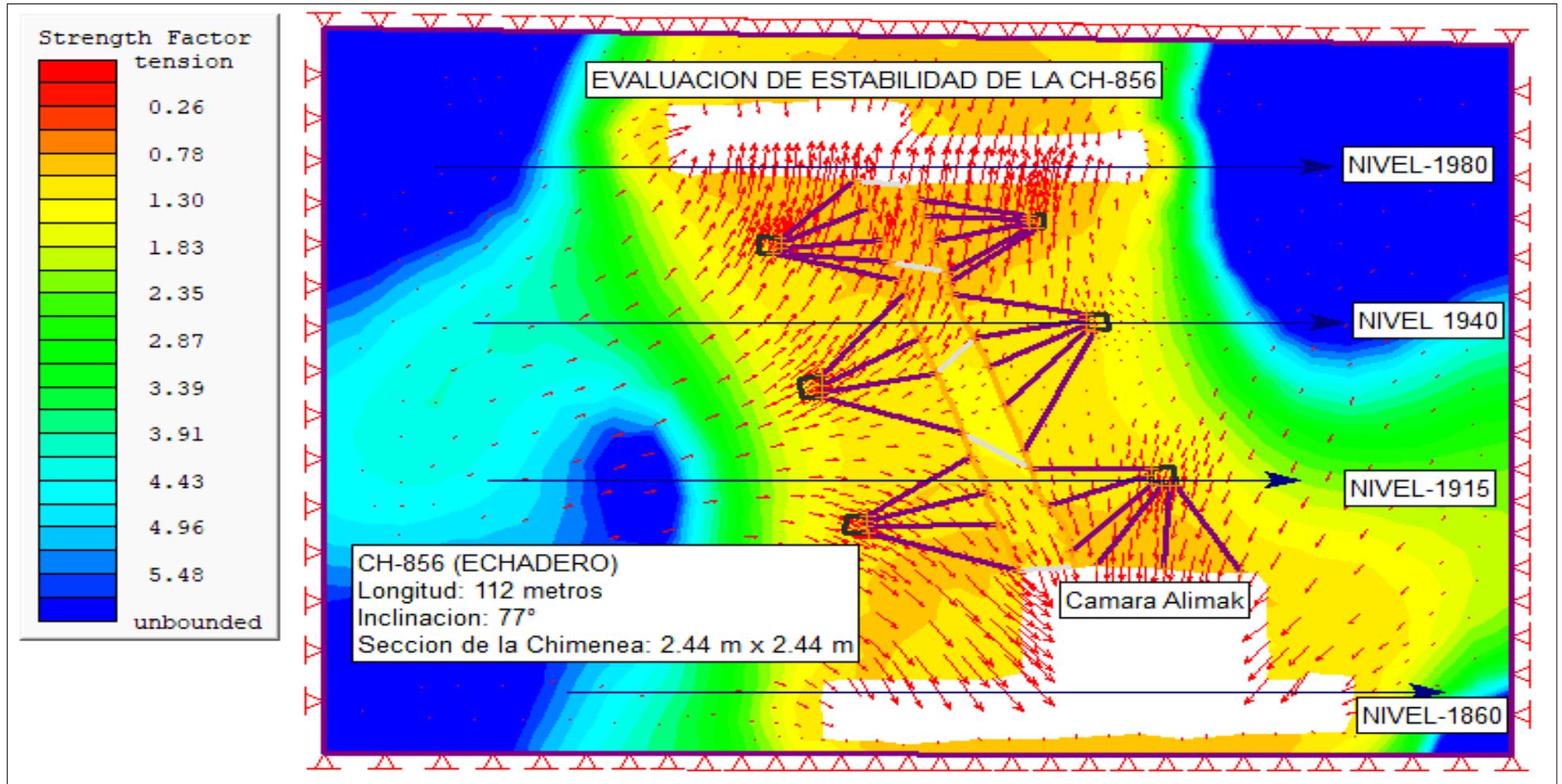
Se ha valuado para 4 escenarios según avance la ejecución de la construcción de la CH-856, que a continuación se muestran.

4.9.4 Factor de Resistencia de la Roca (F.R) mediante Simulación Phase02

El factor de resistencia de la roca evalúa su capacidad para resistir la deformación y fractura, influenciado por factores como dureza, resistencia a la compresión, tracción, flexión, cohesión y ángulo de fricción interna. Se clasifica utilizando escalas como Bieniawski (R1-R5) y Hoek-Brown (σ_{ci} y m), con valores típicos de resistencia a la compresión que varían según el tipo de roca: granito (100-300 MPa), basalto (50-200 MPa), arenisca (20-100 MPa) y arcilla (1-10 MPa), permitiendo evaluar y predecir el comportamiento mecánico de las rocas en diferentes condiciones geomecánicas.

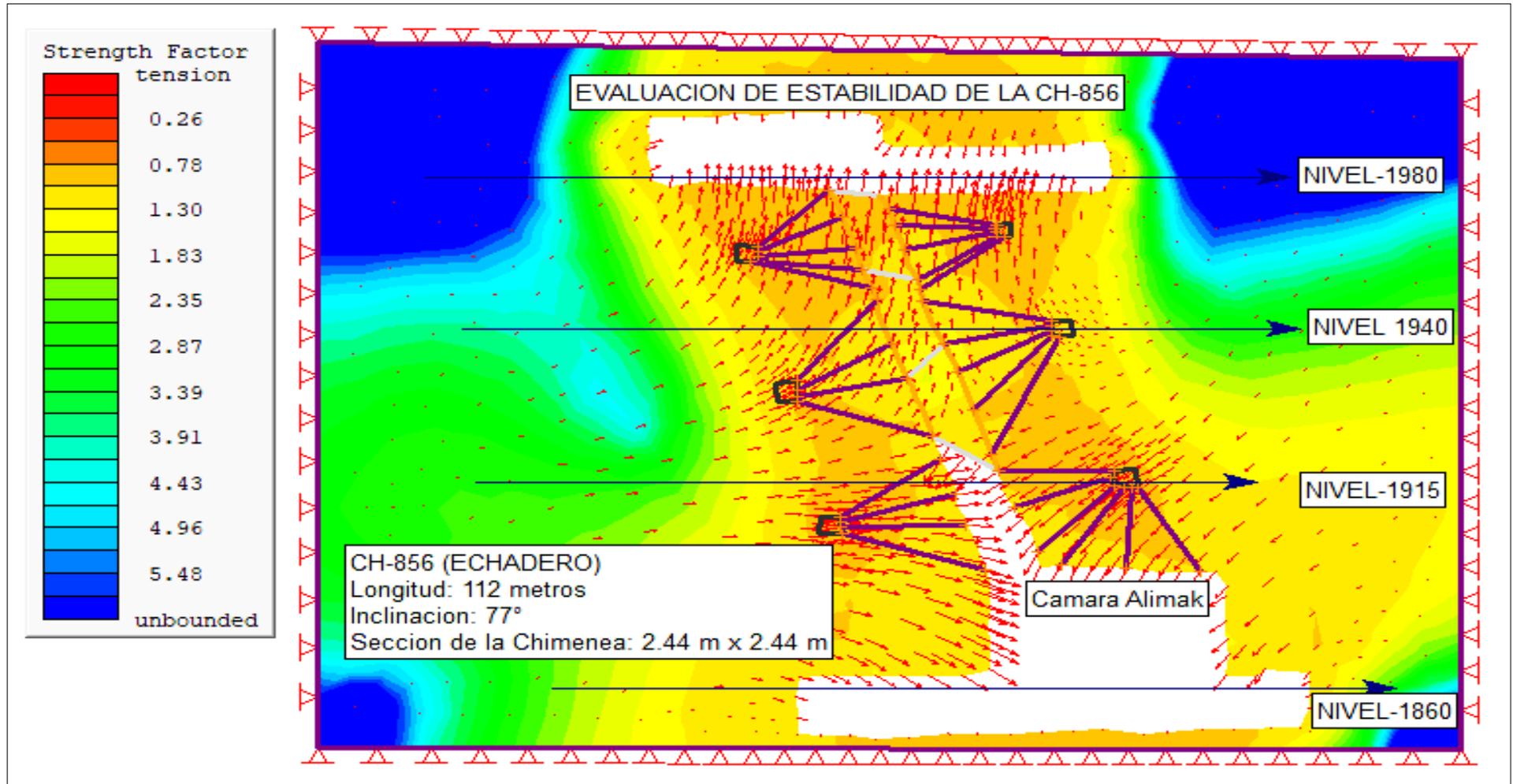
En Phase02, el Factor de Resistencia de la Roca (FRR) se calcula mediante análisis numérico, relacionando la resistencia a la compresión uniaxial (σ_c) y el peso específico (γ) de la roca, expresado como $FRR = \sigma_c / \gamma$, proporcionando una evaluación precisa de la estabilidad y resistencia de la roca ante cargas y esfuerzos, mediante modelado geométrico, asignación de propiedades mecánicas y condiciones de carga.

Figura 4.35: Escenario 01 Simulación con Software.



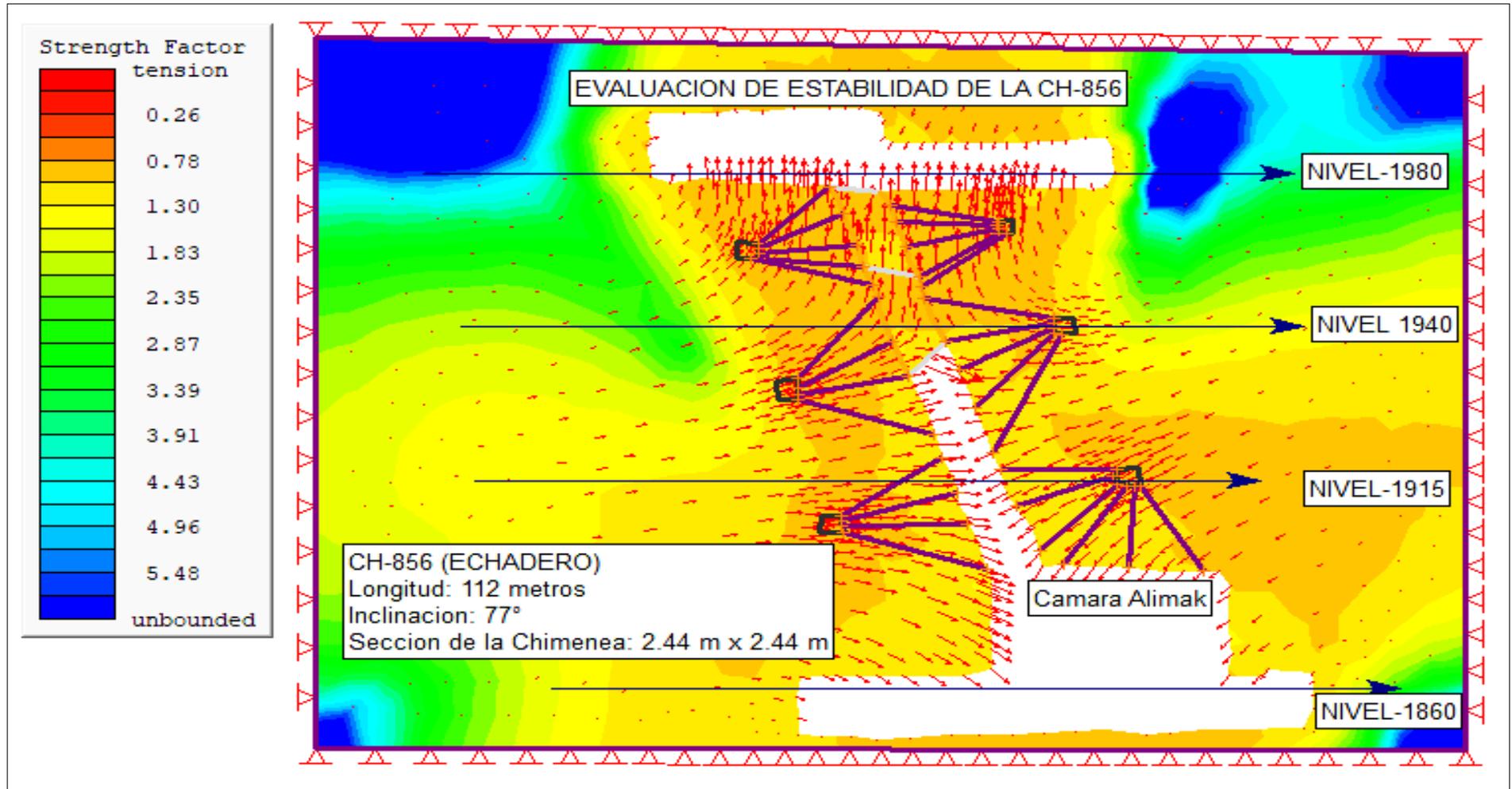
*Fuente: Elaboración Propia, simulación de esfuerzos en la apertura cámara Alimak, mediante el Software Phase02.

Figura 4.36: Escenario 02 Simulación con Software.



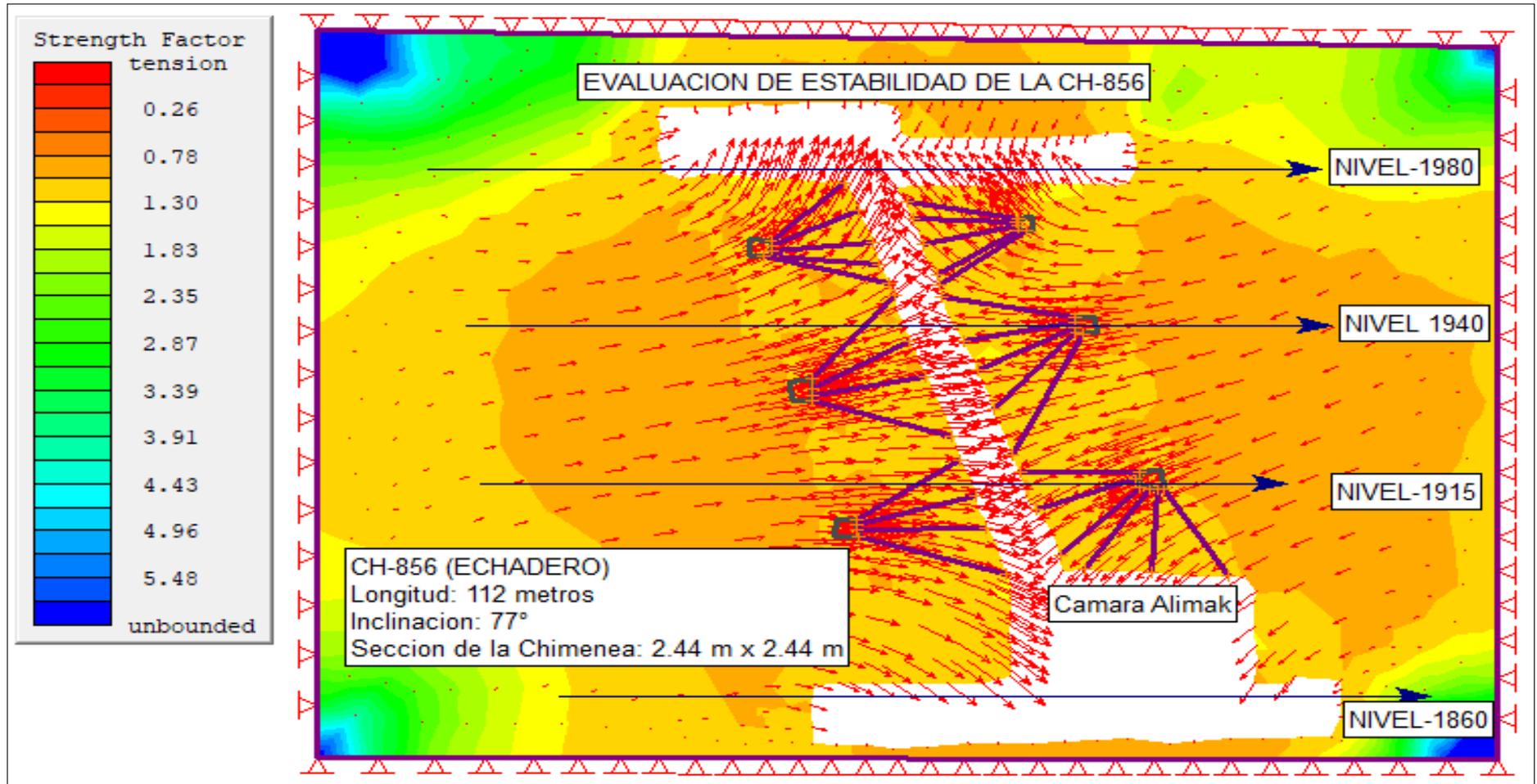
*Fuente: Elaboración Propia, simulación de esfuerzos tensionales en la apertura al tramo Nivel 1915, mediante el Software Phase 2.

Figura 4.37: Escenario 03 Simulación con Software.



*Fuente: Elaboración Propia, simulación de esfuerzos tensionales en la apertura al tramo Nivel 1940, mediante el Software Phase 2.

Figura 4.38: Escenario 04 Simulación con Software.



*Fuente: Elaboración Propia, simulación de esfuerzos tensionales en la apertura al tramo Nivel 1980, mediante el Software Phase 2.

4.10. COSTOS DE SOSTENIMIENTO EN LA CH-856

4.10.1. Costo Perno Cementado de 5'

Para roca regular "III B"; se planteó el uso de pernos cementados o con resinas motivo por el cual se hace el análisis de precios unitarios de estos que a continuación se muestran en la siguiente tabla.

Tabla 4.16

Costo de Sostenimiento con Perno Cementado

PERNO DE 5 PIES CEMENTADO CON RESINA								
PARTIDA:	SOSTENIMIENTO EN CH-856		N° Talad.	12.19	Unidades			
EQUIPOS:	PERFORADORA JACK LEG							
INCLUYE:	Perforacion + instalacion + resina		AVANCE:	12.19	Pernos/Guardia			
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	SUBTOTAL (US\$)	TOTAL (US\$/PERNO)	
1.-	MANO DE OBRA							
	Maestro Perforista	1.00	Tarea	1.00	39.49 US\$/Tarea	39.49		
	Ayud. Perforista	1.00	Tarea	1.00	32.31 US\$/Tarea	32.31		
						71.80		5.89
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	SUBTOTAL (US\$)	TOTAL (US\$/PERNO)	
2.-	MPLEMENTOS DE SEGURIDAD							
	Personal Operativo normal	1.00	Tarea	2.00	2.17 US\$/Tarea	4.35		
						4.35		0.36
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	SUBTOTAL (US\$)	TOTAL (US\$/PERNO)	
3.-	HERRAMIENTAS							
	Barreno Integral de 3'	0.04	uni	1.00	64.29 US\$/uni	2.70		
	Barreno Integral de 5'	0.02	uni	1.00	85.71 US\$/uni	2.06		
	Manguera de 1"	0.01	m	30.00	3.57 US\$/m	0.89		
	Manguera de 1/2"	0.01	m	30.00	1.79 US\$/m	0.45		
	Conexiones	0.01	uni	4.00	9.82 US\$/uni	0.22		
	Aceite	0.13	gl	1.00	7.14 US\$/gl	0.92		
	Herramientas	1.00	Tarea	1.00	1.18 US\$/Tarea	1.18		
						8.41		0.69
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	SUBTOTAL (US\$)	TOTAL (US\$/PERNO)	
4.-	EQUIPOS							
	Peforadora jack leg	1.00	pp	69.49	0.32 US\$/pp	22.24		
	Repuestos de lámpara	1.00	Tarea	2.00	0.07 US\$/Tarea	0.13		
						22.37		1.83
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	SUBTOTAL (US\$)	TOTAL (US\$/PERNO)	
5.-	MATERIALES							
	Perno Helicoidal	1.00	uni	9.00	16.07 US\$/uni	144.64		
	Sigunit (Acelerante)	1.00	Kg	5.00	1.82 US\$/Kg	9.11		
	Cemento	1.00	Bls	1.50	11.79 US\$/Bls	17.68		
						171.44		14.06
6.-	SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS					278.36		22.83
7.-	COSTOS INDIRECTOS							
	Contingencias		%	10.00%	US\$	27.84		
	Contingencias materiales		%	25.00%	US\$	69.59		
	Gastos Generales		%	36.86%	US\$	102.61		
	Utilidad		%	10.00%	US\$	27.84		
						227.87		18.69
TOTAL COSTO x PERNO CEMENTADO EN DOLARES (US\$/PERNO)						41.52		
TOTAL COSTO x METRO DE AVANCE (US\$/ML)								41.52

*Fuente: Mina Caraveli S.A.C – Área de Operaciones.

Los cálculos realizados llevan similar procedimiento frente al cálculo realizado para determinar el costo unitario de avance por metro lineal en Ore Pass o Chimenea.

De la tabla se puede inferir que el metro lineal sostenido con perno costó, 41.52 \$/ml

4.10.2. Costo Shotcrete de 2”

Para roca Mala “A”; roca Mala “B” el uso shotcrete de 2” motivo por el cual se hace el análisis de precios unitarios de estos que a continuación se muestran en la siguiente tabla. De la tabla 4.5, se infiere que el m2 con shotcrete costó, 67.69 \$/m2

Tabla 4.17: Costo de Sostenimiento con Schocrete

SHOTCRETE DE 2" PULGADAS DE ESPESOR-Preparación y Traslado de Agregado y Materiales hasta Lanzado								
Preparación y Traslado de Agregado y Materiales hasta Lanzado								
FECHA:								
PARTIDA:	SOSTENIMIENTO DE LA CH-856							
EQUIPOS:	SHOTCRETERA ALIVA							
NO INCLUYE:							AVANCE: 20.00 M2/Guardia	
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	SUBTOTAL(US\$)	TOTAL (US\$/M2)	
1.- MANO DE OBRA								
	Maestro Schocrete	1.00	Tarea	1.00	60.09 US\$/Tarea	60.09		
	Ayudante Schocrete	1.00	Tarea	1.00	43.70 US\$/Tarea	43.70		
	Peon	1.00	Tarea	1.00	32.78 US\$/Tarea	32.78		
						136.57	6.83	
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	SUBTOTAL(US\$)	TOTAL (US\$/M2)	
2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD								
	Personal Operativo Normal	1.00	Tarea	3.00	3.15 US\$/Tarea	9.46		
						9.46	0.47	
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	SUBTOTAL(US\$)	TOTAL (US\$/M2)	
3.- HERRAMIENTAS								
	Herramientas	1.00	gdia	1.00	0.49 US\$/gdia	0.49		
						0.49	0.02	
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	SUBTOTAL(US\$)	TOTAL (US\$/M2)	
4.- EQUIPOS								
	Repuestos de lámpara	1.00	Tarea	3.00	0.36 US\$/Tarea	1.08		
	Shotcrete Aliva	1.00	Hr	8.00	2.60 US\$/Hr	166.67		
						167.75	8.39	
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	SUBTOTAL(US\$)	TOTAL (US\$/M2)	
5.- MATERIALES								
	Cemento tipo IV	1.00	bolsa	12.50	1.45 US\$/bolsa	18.18		
	Arena gruesa	1.00	m3	1.25	31.25 US\$/m3	39.06		
	Dramix (Fibra de acero)	1.00	kg	40.00	1.82 US\$/kg	72.92		
	Manta de lona y jebe	1.00	m2	1.00	7.29 US\$/m2	7.29		
	Aditivo	1.00	gl	3.75	15.00 US\$/gl	56.25		
	Cable Electrico NPT 3x8	1.00	m	10.00	11.72 US\$/m	117.19		
	Calibradores	1.00	unid	20.00	0.31 US\$/uni	6.25		
	Manguera de 2 "	1.00	m	30.00	2.60 US\$/m	78.13		
	Manguera de 1 "	1.00	m	30.00	2.60 US\$/m	78.13		
						473.39	23.67	
6.- SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS							787.66	39.38
7.- COSTOS INDIRECTOS								
	Contingencias		%	10%	US\$	78.77	3.94	
	Materiales		%	25.00%	US\$	118.35	5.92	
	Gastos Generales		%	36.86%	US\$	290.34	14.52	
	Utilidad		%	10%	US\$	78.77	3.94	
						566.22	28.31	
TOTAL COSTO DE SHOTCRETE POR METRO CUADRADO EN DOLARES (US\$/ M2)							566.22	67.69

*Fuente: Mina Caraveli S.A.C – Área de Operaciones.

4.10.3. Costo de Cimbras Metálicas

Tabla 4.18

Costo de Sostentamiento con Cimbras

INSTALACION DE CIMBRAS DE 8' X 8' EN AVANCE							
En Avance de Labor (Incluye En tablado) Sin BolsaCret							
FECHA:							
PARTIDA:							
SECCION:		2.44 m x 2.44 m		AVANCE:		1.00	Cimbras/Guardia
NO INCLUYE:		COSTO DE CIMBRA					
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	SUBTOTAL(US\$)	TOTAL (US\$/CIMBRA)
1.-	MANO DE OBRA						
	Maestro Cimbrero	1.00	Tarea	1.00	60.09 US\$/Tarea	60.09	
	Ayudante Cimbrero	1.00	Tarea	1.00	43.70 US\$/Tarea	43.70	
	Peón	1.00	Tarea	1.00	32.78 US\$/Tarea	32.78	
						136.57	136.57
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	SUBTOTAL(US\$)	TOTAL (US\$/CIMBRA)
2.-	IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						
	Personal Operativo Normal	1.00	Tarea	3.00	3.15 US\$/Tarea	9.46	
						9.46	9.46
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	SUBTOTAL(US\$)	TOTAL (US\$/CIMBRA)
3.-	MATERIALES Y HERRAMIENTAS						
	Herramientas	1.00	Tarea	1.00	1.48 US\$/Tarea	1.48	
						1.48	1.48
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	SUBTOTAL(US\$)	TOTAL (US\$/CIMBRA)
4.-	EQUIPOS DE CONTRATA						
	Repuestos de lámpara	1.00	Tarea	3.00	0.36 US\$/Tarea	1.08	
						1.08	1.08
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	SUBTOTAL(US\$)	TOTAL (US\$/CIMBRA)
5.-	MATERIALES						
	Cimbra de 2.40m X 2.40m - Viga tipo "H"	1.00	unid	1.00	260.42 US\$/uni	260.42	
	Tabla de eucalipto 2 X 8 X 8 pies	1.00	unid	10.00	6.37 US\$/uni	63.74	
	Varrilla de Fe de 5/8" (9 m.)	1.00	unid	5.00	10.16 US\$/uni	50.78	
	Tabla de Eucalipto de 2" x 8" x 10'	1.00	unid	10.00	6.60 US\$/uni	66.00	
	Hoja de Sierra de 1/2" x 12"	1.00	unid	1.00	1.18 US\$/uni	1.18	
	comba 12 lbs	1.00	unid	1.00	12.14 US\$/uni	12.14	
	Llave Stilson # 24	1.00	unid	1.00	30.16 US\$/uni	30.16	
	Plataforma de perforacion	1.00	pza	1.00	20.00 US\$/pieza	20.00	
						504.41	504.41
6.-	SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS					653.00	653.00
7.-	COSTOS INDIRECTOS						
	Contingencias		%	10%	US\$	65.30	65.30
	Materiales		%	25.00%	US\$	163.25	163.25
	Gastos Generales		%	36.86%	US\$	240.70	240.70
	Utilidad		%	10%	US\$	65.30	65.30
						534.55	534.55
TOTAL COSTO POR CIMBRA COLOCADA EN DOLARES (US\$/CIMBRA)							1038.96

**Fuente: Mina Caraveli S.A.C – Área de Operaciones.*

4.10.4. Costo de Colocación de Mallas Electrosoldadas

Tabla 4.19

Costo de Instalacion de Malla Electrosoldada

INSTALACION DE MALLA ELECTROSOLDADA							
FECHA:							
PARTIDA:		SOSTENIMIENTO COMO MALLA ELECTROSOLDADA					
EQUIPOS:		PERFORADORA JACK LEG					
NO INCLUYE:							
		AVANCE:	19.50	M2/Guardia			
ITEM DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO		SUBTOTAL	TOTAL
						L(US\$)	(US\$/M2)
1.- MANO DE OBRA							
Maestro Perforista	1.00	Tarea	1.00	60.09	US\$/Tarea	60.09	
Ayud. Perforista	1.00	Tarea	1.00	43.70	US\$/Tarea	43.70	
Peón	1.00	Tarea	1.00	32.78	US\$/Tarea	32.78	
						136.57	7.00
2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD							
Personal Operativo nori	1.00	Tarea	3.00	3.15	US\$/Tarea	9.46	
						9.46	0.49
3.- HERRAMIENTAS							
Barreno Integral de 4'	0.0159	uni	1.00	72.92	US\$/uni	1.16	
Barreno Integral de 6'	0.0239	uni	1.00	91.15	US\$/uni	2.18	
Manguera de 1"	0.0083	m	1.00	2.60	US\$/m	0.02	
Manguera de 1/2"	0.0083	m	1.00	1.30	US\$/m	0.01	
Conexiones	0.0056	uni	1.00	7.16	US\$/uni	0.04	
Aceite	1.00	gl	1.00	8.05	US\$/gl	8.05	
Herramientas	1.00	Tarea	1.00	1.18	US\$/Tarea	1.18	
						12.63	0.65
4.- EQUIPOS DE CONTRATA							
Peforadora jack leg	1.00	pp	60.00	0.06	US\$/pp	3.75	
Repuestos de lámpara	1.00	Tarea	3.00	0.36	US\$/Tarea	1.08	
						4.83	0.25
5.- MATERIALES							
Perno (Perno+placa+T	1.00	unid	10.00	8.33	US\$/uni	83.33	
Malla Electrosoldada	1.00	M2	19.50	2.60	US\$/M2	50.78	
						134.11	6.88
6.- SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS						297.60	15.26
7.- COSTOS INDIRECTOS							
Contingencias		%	10%		US\$	29.76	1.53
Materiales		%	25.00%		US\$	33.53	1.72
Gastos Generales		%	36.86%		US\$	50.34	2.58
Utilidad		%	10%		US\$	29.76	1.53
						143.39	7.35
TOTAL COSTO x METRO CUADRADO DE MALLA ELECTROSOLDADA EN DOLARES (US\$/M2)							22.62

*Fuente: Mina Caraveli S.A.C – Área de Operaciones.

El cálculo de estos costos unitarios tiene la misma aplicación que se realizó para el cálculo de los costos unitarios en el avance por metro lineal del Ore Pass o Chimenea.

4.10.5. Resumen de Costos de Sostenimiento en la CH-856

Tabla 4.20

Resumen de Costos Unitarios de Sostenimiento

Resumen de Costos Unitarios de Sostenimiento		
Costo Unitario de Sostenimiento con pernos	41.52	US\$/Perno
Costo Unitario de Sostenimiento Shocrete	67.69	US\$/M2
Costo Unitario Sostenimiento con Malla Electrosoldada	22.62	US\$/M2
Costo Unitario de Sostenimiento con Cimbras	1,038.96	US\$/Cimbra

**Fuente: Mina Caraveli S.A.C – Área de Operaciones.*

Tabla 4.21

Resumen de Costos

Resumen de Costos		
Para Roca IIIB	Perno Split Sets+Malla Electrosoldada	\$ 5,925.60
Para Roca IVA	Perno Split Sets+schocrete de 2"+ Malla Electrosoldada	\$ 31,104.49
Para Roca IVB	Perno Split Sets+schocrete de 2"+ Malla Electrosoldada	\$ 51,500.88
Para Roca V	Cimbras Metalicas	\$ 10,389.62
Costo Total de Sostenimiento		\$ 98,920.59
Costo de Construccion de la CH-856		\$ 54,279.64
Costo Total de Construccion de Chimenea y Sostenimiento		\$ 153,200.23

**Fuente: Mina Caraveli S.A.C – Área de Operaciones.*

CONCLUSIONES

- Las características geomecánicas del macizo rocoso en la CH-856, fueron evaluados a través de la caracterización del macizo rocoso propuesto por el RMR de Bieniawsky, Q de Barton y donde se han clasificado 4 grupos predominantes de roca, Roca Regular III-B con un RMR de 41 ; Roca Mala IV-A con RMR: 38; Roca Mala IV-B con RMR: 24.75; Roca muy Mala V con RMR: 20.75 y Roca Mala con RMR:31.75, respectivamente según las progresivas iniciando desde el punto cero.
- La selección del tipo de sostenimiento para la chimenea CH-856, según los resultados de la evaluación Geomecánica (Tabla 5.2), se aplicaron pernos Split Sets + Malla Electrosoldada para rocas de tipo III-B, Perno Split Set + Schocrete de 2”+ Malla electrosoldada en rocas de tipo IV-A y IV-B, Cimbras metálicas con planchas metálicas encalanadas en rocas de tipo V, así mismo se ha empleado la simulación de software de phase02 para el análisis de estabilidad y comportamiento de esfuerzos en el macizo rocoso, haciendo posible la estabilidad de la labor.
- Los Costos de Sostenimiento en la CH-856 alcanzó una suma de \$/ 98,920.59. los cuales implica sostenimiento con malla electrosoldada, pernos Split sets, shotcrete de 2” y cimbras metálicas estos sostenimientos fueron aplicados en diversos tramos según la evaluación geomecánica, así mismo la construcción de la chimenea generó un monto de inversión de \$/ 54,279.64; sumando un total de costos de \$/ 153,200.23.
- Se logró determinar la influencia geomecánica en la estabilidad de la chimenea CH-856, encontrándose que los parámetros, RMR, Q de Barton y GSI que son las medidas más influyentes en la Geomecánica de rocas. El análisis geomecánico es crucial en la estabilidad de labores permanentes, además es fundamental para el diseño, construcción y sostenimiento de labores subterráneos seguros y firmes con análisis de costos.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda al área de Geomecánica de la mina Caravelí S.A.C, sabiendo que los resultados de las características geomecánicas del macizo rocoso según Bieniawski RMR, Q de Barton y GSI oscilan entre Roca Regular - Roca Intensamente Fracturada o Roca Mala y Roca muy Mala. Realizar monitoreos permanentemente para determinar el comportamiento tensional y deformabilidad de la labor.
- Se recomienda a la Compañía Minera Caravelí SAC, realizar este tipo de estudio Geomecánico específico de la sección para posteriores construcciones de labores permanentes, de manera que, se determinare el tipo de sostenimiento adecuado y eficiente para la mina, además, del uso de software´s geomecánicos que ayudarán en la elección del tipo de sostenimiento y F.S.
- Se recomienda al Área de Operaciones Mina, que, será importante el control de los costos de avance por metro lineal en futuras construcciones ya que estos pueden variar dependiendo de las condiciones que se puedan presentar en la ejecución, así mismo, cumplir con el mantenimiento programado de los equipos como la plataforma perforadora Alimak, para evitar imprevistos durante la ejecución que influirían en los costos y la programación del cumplimiento de metas.
- Se recomienda a la Compañía Minera Caravelí SAC, incorporar el uso de software avanzados y monitorear la deformación de la chimenea. También se sugiere desarrollar protocolos de mantenimiento periódico y protocolos de emergencia. Estos hallazgos pueden mejorar la seguridad, optimizar el diseño, aumentar la eficiencia en la construcción y productividad de la mina.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- 1) Compañía Peruana de Uso Minera Ecologico y Tecnico. (2006). *Estallidos de Roca, Derrumbes y Sostenimiento de Labores*. Lima: Compumet EIRL.
- 2) De La Rosa; Gutiérrez, (2015), realizó la investigación: *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-2015*, en la Universidad Nacional de Catamarca. Facultad de Tecnología y Ciencias Aplicadas. Departamento de Minas; Argentina.
- 3) Geo-Libros. (2020). *Manual de Geomecanica*. Lima. <https://www.scribd.com/document/58418062/Estallidos-de-Rocas-Derrumbes-y-Sostenimiento-de-Labores>.
- 4) Gonzales Diez, A., & Martinez Cedrun, P. (2000). *Caracterizacion Geomecanica de Suelos y Rocas*. Cantabria: Universidad Cantabria Open Course Ware.
- 5) H, G. Brady., & E.T, Brown. (2004). *Rock Mechanics for Underground Mining Third Edition*. Australia: Kluwer Academic Publishers.
- 6) Hernandez Sampieri, R. (2014) 6ta Edición. *Metodologia de Investigacion Cientifica*. Mexico: Mc Graw Hill Education.
- 7) Ingemmet. (1963). *Síntesis estructural de la costa sur del territorio peruano. Latitud 16° 00' a 18°30'*. Lima: Instituto Geologico Minero y Metalurgico-Ingemmet.
- 8) Ministerio de Energía y Minas- Perú - D.S. N° 024-2016-EM MOD. D.S N° 023-2017-EM, (2020), *Reglamento de seguridad salud ocupacional en mineria*.
- 9) Jenks, W. F. (1948). *Geologia de la Hoja de Arequipa Cuadrangulo de la Carta Nacional del Peru*. Arequipa. <https://repositorio.ingemmet.gob.pe/handle/20.500.12544/2807>.
- 10) Palacios Quispe, L. U. (2020). *Evaluacion Geomecanica de la Masa Rocosa para la Explotacion del Tajo 6380 NV 2910 Compañía Minera Poderosa*. Huancayo:

Universidad Continental de Huancayo Facultad de Ingenieria Escuela Academica Profesional de Ingenieria de Minas.

- 11) Quispe Apomaita, M. A. (2020). *Evaluacion Geomecanica para el Diseño de Sostenimiento del Proyecto Alimak en Unidad Minera Pallancata Region Ayacucho*. Puno: Universidad Nacional del Altiplano Facultad de Ingenieria Geologica y Metalurgica Escuela Profesional de Ingenieria Geologica.
- 12) Ramirez Oyanguren, P., & Alejano Monge, L. (2004). *Mecanica de Rocas: Fundamentos e Ingenieria de Taludes*. Madrid, España: Universidad Politecnica de Madrid.
- 13) Velasco Redroban, E. M. (2016). *Diseño de Sostenimiento en Base a la Caracterizacion Geomecanica del Macizo Rocoso en el Sector Vetilla 1 Subniveles 1 y 2 de Sociedad Minera Liga de Oro*. Ecuador: Universidad Central de Ecuador Facultad de Ingenieria Geologica, Minas, Petroleo y Ambiental.

ANEXOS

ANEXO 1: GEOLOGÍA

ANEXO 2: CARTILLA GEOMECÁNICA

ANEXO 3: CARTILLA ESTANDAR DE SOSTENIMIENTO

ANEXO 4: FORMATOS DE MAPEO GEOMECANICO

ANEXO 5: MATRIZ DE CONSISTENCIA

1. GEOLOGIA

1.2. Geología Regional

1.2.1. Unidades Litoestratigráficas

Volcánicos Chocolate (Ji-vch)

Con la denominación de “Volcánicos Chocolate”, describió; “una secuencia de rocas volcánicas intercaladas con sedimentos, que afloran en la cantera Chocolate, situada a 20 Km al NO de la ciudad de Arequipa. En los cuadrángulos de Chala y Chaparra, afloran similares depósitos que descansan discordantemente sobre las rocas del Grupo Tarma o las del Complejo Basal e infrayacen concordantemente a las rocas del Jurásico medio y superior; por intemperismo adopta un color marrón rojizo. El promedio general de la dirección de las capas es NE y su buzamiento no es mayor de 30°. No se observan pliegues y está afectada por grandes fallas, cuya dirección predominante es NO. El grosor aproximado es de 2800m. (Jenks, 1948).

Se han considerado dos miembros característicos dentro de esta formación, uno inferior compuesto especialmente por sedimentos denominado miembro Chala y otro superior, formado en su mayor parte por volcánicos llamados Lucmilla. El miembro Chala está constituido por areniscas, conglomerados y brechas andesíticas.

El miembro Lucmilla está compuesto principalmente de andesita porfirítica de color marrón, descansa concordantemente sobre el miembro Chala y subyace con discordancia a las formaciones Socosani y Guaneros.

Este miembro tiene mayor propagación que el anterior y aflora en los cerros Cahuamarca, Las Barras, Atajo, Mala Hierba, Carmona, Consuelo, Coscontira, Higueron, Cabadilla, Quita Sol, Huambo, y a lo largo de las quebradas de Lagunillas, Atajo, Chala, Huaccyaco y Chaparra. Su grosor llega hasta los 2000 m. Y su rumbo

varía de E-O a N60°E y el buzamiento es de 10° a 20° al NNO. La presencia de fósiles como la *Weyla alata*, *Pecten* indica que la formación Chocolate se ha depositado en un ambiente marino de poca profundidad". (Jenks, 1948).

Formación Guaneros (Js-gu)

(Bellido, 1963), dio el nombre de formación Guaneros para designar a unas rocas volcánicas que afloran en la quebrada Guaneros, tributaria por la margen derecha del río Moquegua. La localidad típica de esta formación se encuentra en el valle de Moquegua, 15 Km antes de su desembocadura. En Alto Mal Paso, en el corte de la carretera Yauca - Jaquí, la formación Guaneros ha descendido por efecto de una falla normal, con dirección E - W. La alteración superficial es de color rojo, las rocas se hallan muy fracturadas y consisten en una arenisca calcárea de 5 a 20 cm de espesor, intercaladas con lutitas muy fisibles y macizas, y caliza de color marrón de 3 metros de grosor, intercalada con andesita y traquiandesitas gris y marrón. Sills verdes de 8 metros de grosor, de composición andesítica, con plagioclasas de 1 cm de diámetro, afectan la secuencia.

Formación Yauca (Ki-ya)

Se da el nombre de formación Yauca a un conjunto de areniscas arcósicas intercaladas con lutitas (CALDAS,1978). En el área investigada descansan con discordancia paralela o con una leve discordancia angular sobre la formación Guaneros del Jurásico superior e infrayase concordantemente en la formación Hualhuani del Cretáceo inferior.

Al oeste del cerro Choquequilca (14 Km, al SO de Pullo), en el cuadrángulo de Coracora, se ha estimado un grosor de 2000 metros compuesta en su parte superior por

areniscas blancas en bancos gruesos, que intemperizan con matiz rojizo amarillento, intercaladas con lutitas y areniscas grises finamente estratificadas, las mismas que contienen restos de plantas. La parte inferior contiene areniscas grises y rosadas, lutitas abigarradas, limolitas grises y andesitas gris claras. En la quebrada Lampalla, la formación Yauca se halla plegada en amplios anticlinales y sinclinales con dirección N30°O buzantes 15° a 20° NO. Litológicamente, está formada por areniscas blancas de grano medio, limolitas gris oscuras bien compactas e intercaladas con andesitas y areniscas que contienen fragmentos de andesita clinopiroxénica. La litología y restos de plantas comprueban que esta formación se depositó en un ambiente continental a marino de poca profundidad.

Formación Millo (Ts-ml)

(Vargas, 1970), describió con este nombre a unos afloramientos de depósitos continentales en la quebrada Millo en el cuadrángulo de Arequipa. En la presente área, la litología es bastante similar y está constituida por conglomerados, areniscas conglomerádicas, tobas y cenizas volcánicas.

Los afloramientos más extensos se presentan en el sector sur del cuadrángulo de Chaparra conformando los cerros Médanos, Colorado, Buenavista y Pan de Azúcar, donde sobreyace a una superficie de erosión sub-horizontales labrada sobre diferentes tipos de rocas intrusivas y metamórficas e infrayacen con discordancia paralela al volcánico Sencca. Están afectadas por fallas normales con dirección E-O, que las ponen en contacto con volcánicos intrusivos. En este caso, el color de la formación es gris claro a blanco.

En el cerro Pan de Azúcar, los conglomerados tienen un grosor aproximado de 400 metros y los elementos se presentan redondeados a sub redondeados y con un diámetro

que llega hasta 30 cm. Encima se presenta areniscas conglomerádicas semi-consolidadas con elementos redondeados que tienen 1 a 10 mm de diámetro, cuyos estratos tienen un espesor que varía de 0.5 a 1 metro; se encuentran intercaladas capas de tobas amarillas o blancas, con capas lenticulares de sal y yeso.

Formación Pisco (Ts-pi)

(Adams, 1906), dio el nombre de formación Pisco a un conjunto de rocas Terciarias que afloran en el cerro Tiza al norte de Pisco. En la faja costanera del área estudiada se han reconocido pequeños afloramientos en el sector de Chala, los cuales descansan en discordancia angular sobre las rocas Mesozoicas e infrayacen con pequeña angularidad tanto al Volcánico Sencca como a las terrazas marinas. Superficialmente, la secuencia es de color blanco amarillento y está formada principalmente por estratos delgados de areniscas finas, arcillitas y capas de yeso. Su grosor es de unos 100 metros y contiene abundantes microfósiles.

En la quebrada de Chala, en el corte de la Panamericana, afloran arcillitas y areniscas de grano fino y color blanco amarillento, estos sedimentos están afectados por pequeñas fallas normales. En la pampa de Aguada, debajo de las terrazas marinas, se encuentran unas areniscas semi-consolidadas de grano fino con un espesor de 40 a 50 cm y atravesadas por venillas de yeso; por otro lado, intercaladas con conglomerados con elementos que van de 1 a 10 m de diámetro.

Volcánicos Sencca (Ts-vse)

(Mendivil, 1965), describió con este nombre a una secuencia piroclástica que aflora en la quebrada Sencca, situada en el sector sureste de la hoja de Maure. Descansan con discordancia erosional sobre la formación Millo y en otros casos sobre una superficie

de erosión sub-horizontales desarrolladas sobre rocas intrusivas. En Chala Vieja, sobreyace con aparente discordancia angular a la formación Pisco y en el cuadrángulo de Cora Cora reposa con marcada discordancia angular sobre las formaciones Cretáceas o del Terciario medio e inferior. Además, infrayase a la formación Capillune, al grupo Barroso y a la formación Sarasara.

El volcánico Sencca se presenta formando capas horizontales a sub-horizontales con un grosor que varía entre 10 y 200 metros, siendo su mayor grosor hacia el este y noreste, las que se localizan en las partes altas de los cerros y están cubriendo la superficie de erosión horizontal antes mencionado, así como también rellenando pequeñas quebradas. Superficialmente, las rocas son de color rojizo a naranja, mientras que en muestra fresca varía entre el gris claro, blanco-amarillento y rosado habiendo sido clasificadas como riódacíticas, dacíticas y andesíticas.

1.2.1 Rocas Intrusivas

Complejo Bella Unión (Kms-bu)

La denominación corresponde a (Caldas, 1978), al descubrir un enorme volumen de rocas sub-volcánica, que en la localidad de Bella Unión (cuadrángulo de Acarí), manifiestamente intruyen a formaciones del Cretáceo inferior. En el cuadrángulo de Chaparra el Complejo Bella Unión ocupa una faja continua e intermedia, con un rumbo que varía de EO a NO-SE, cubriendo los sectores de la mina Calpa, curso inferior de los ríos Atico y Chaparra, prolongándose a los cuadrángulos de Chala y Jaquí, pero limitado marginalmente por grandes lineamientos estructurales, que probablemente controlaron su emplazamiento; intruyen a formaciones del Jurásico y Cretáceo inferior.

Litológicamente, el Complejo Bella Unión es muy variado, pero la roca predominante es una brecha de intrusión de naturaleza andesítica o dacítica, en grandes bloques angulosos desarrollados mecánicamente durante su emplazamiento y que por erosión diferencial exhiben una morfología cavernosa, principalmente en los terrenos de fuerte pendiente. Este tipo de roca están intruídas a su vez por innumerables puntones y diques de andesita porfiríticas con grandes fenoblastos de feldespatos en matrices afaníticas intensamente piritizadas tales como los que se exponen en la mina Calpa y el curso del río Atico, finalmente, el conjunto de estas rocas se encuentra cruzada por diques andesíticos o dacíticos, en muchos casos formando verdaderos enjambres.

La composición predominante de los intrusivos es andesítica o dacítica, pero intervienen otros cuerpos más básicos, tales como diabasas porfirítica gris verdosas, constituidas por fenos de labradorita, olivino y piroxeno.

El Batolito de la Costa en el Perú, se divide en cinco segmentos: Piura, Trujillo, Lima, Arequipa y Toquepala. Entre Palpa y Ocoña abarca gran parte del segmento de Arequipa, en él se ha podido observar cuatro súper-unidades: Intrusivo Gabroide, Linga, Incahuasi y Tiabaya.

Súper Unidad Linga (K-m-l) (M-di)

La posición de intrusión de esta unidad, está restringida a la faja más occidental dentro del Batolito y está en toda su magnitud en los cuadrángulos de Chala y Chaparra, prolongándose al suroeste del cuadrángulo de Jaqui. Las rocas predominantes son la monzonita y granodiorita, presentando una textura granular variable con plagioclasas zonadas y tabulares, con hornblenda anhedral, poca biotita y feldespatos potásicos en textura gráfica con el cuarzo. Las dataciones radiométricas indican una edad de emplazamiento de 97 MA (Cobbing, 1979).

Súper Unidad Tiabaya (K-tgr-t) (K-di-t)

Es la secuencia final de intrusión del Batolito de la Costa, habiéndose emplazado a lo largo de una faja central con más de 20 Km de ancho y 90 Km de longitud, limitada en el SO por la súper unidad Linga y en el NE por la súper unidad Incahuasi. Litológicamente, está compuesta por tres grupos de rocas producto de una cristalización fraccionada de máfico a félsico: gabrodiorita-diorita cuarcifera, tonalitas variando a veces a granodioritas y la tercera el monzogranito de color más claro. Los contactos son más nítidos. De grano fanerítico y textura granítica. Conteniendo plagioclasas zonadas, grandes cristales de hornblenda, con biotitas en plaquetas. Las gabrodioritas contienen como mineral esencial a las plagioclasas (bytonita-labradorita), como accesorios a clinopiroxenos, opacos, zircón y esfena. La diorita contiene plagioclasas (andesina-labradorita). Las tonalitas y granodioritas presentan plagioclasas zonadas con inclusiones de hornblenda, teniendo como minerales secundarios: biotitas, esfena y hornblenda. Esta súper-unidad es la más joven del Batolito y la dotación radiométrica indica una edad de intrusión de 80 MA (Cobbing 1979). La duración del Plutonismo fue cerca de 20 MA (Cobbing, 1979)

1.2.2. Cuaternario Reciente

Se agrupa bajo esta denominación a un grupo heterogéneo de material no consolidado constituido por gravas, arenas, rodados, y arcillas que conforman el suelo de la mayor parte de las llanuras y depresiones, como las laderas y fondos de las quebradas. También se hallan a lo largo del valle de Tocota, donde se observan terrazas bajas de pequeña extensión dedicadas al cultivo de productos de pan llevar y árboles frutales. No muestran estratificación definida, pero si una deficiente selección granulométrica. Los diámetros varían del tamaño de la arena a grandes bloques; generalmente son de naturaleza ígnea.

Cuadro 3.1

Columna Estratigráfica Regional

ERA	SISTEMA	SERIE	UNIDADES ESTRATIGRAFICAS	ROCAS INTRUSIVAS	
				PLUTONICAS	HIPABASILES
CENOZOICO	CUATERNARIO	Reciente	Depósitos: aluviales y eólicos	Q-e / Q-al	
		Pleistoceno	Terrazas Marinas	Qp-tm	
	TERCIARIO	Plioceno	Volcánico Sencca	Ts-vse	
			Formación Millo	Ts-mi	
		Mioceno	Formación Pisco	Ts-pi	
	MESOZOICO	CRETACEO	Inferior	Formación Yauca	Ki-ya
Superior			Formación Guaneros	Js-gu	
JURASICO		Medio	Formación Yuncachaca	Jm-yu	
		Inferior	Formación Chocolate	Jl-vch	
			Grupo Tarma	Cs-ta	
PALEOZOICO		CARBONIFERO	Superior	Grupo Ambo	Ci-a
PROTEROZOICO	PRECAMBRIANO		Complejo Basal de la Costa	PE-cb	

BATOLITO DE LA COSTA	
Superunidad	K-tgd-t Tonalita-Granodiorita
Tiabaya	K-di-t Diorita
Superunidad	K-m-l Monzonita
Linga	K-mdi-l Monzodiorita
	M-di Diorita-Mesozoico
INTRUSIVO DEL BASAMENTO	
	PE-gr Granito

Complejo Bella Union	
	Kms-bu

*Fuente: Columna estratigráfica del Cuadrángulo Chala (INGEMET)

1.3. Geología Local

Para establecer la secuencia estratigráfica de la zona, se recurrió a observaciones directas (mapeo superficial), referencias y datos bibliográficos recopilados oportunamente.

La zona de estudio se encuentra emplazada en el Batolito de la Costa, predominando rocas intrusivas de naturaleza plutónica y diques hipoabisales que cruzan a las

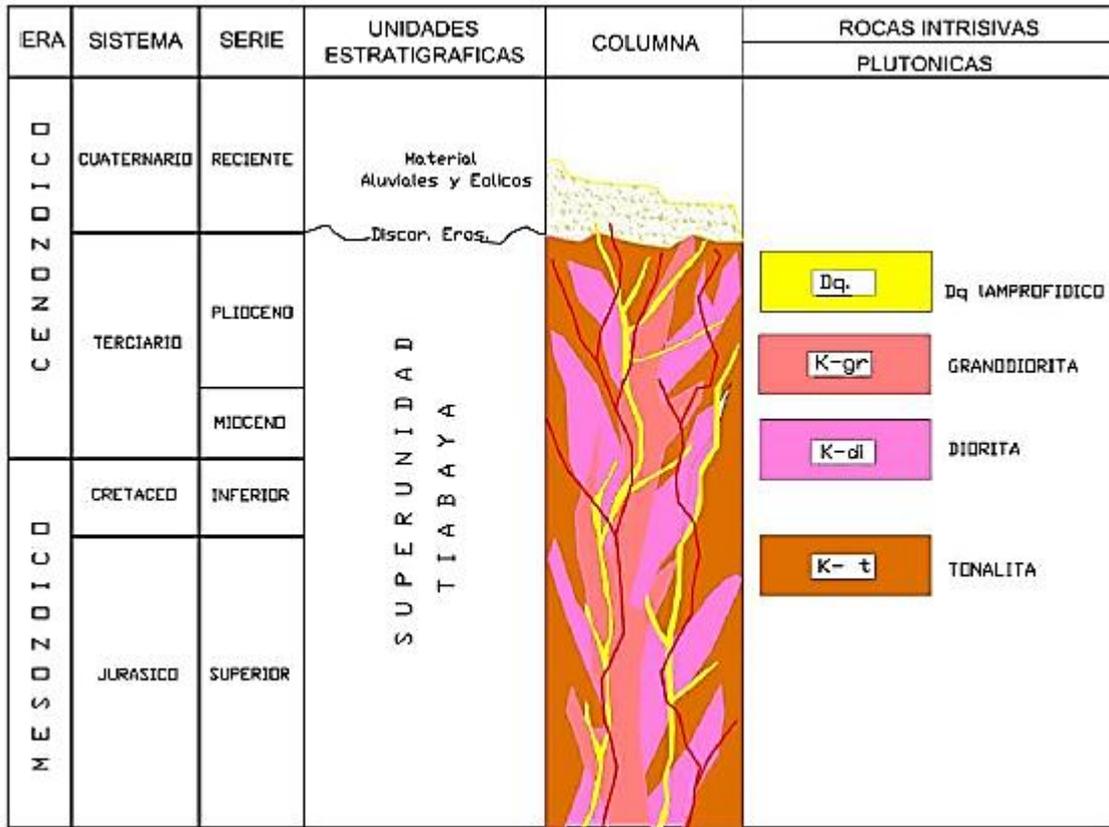
anteriores, que son de gran importancia puesto que directa o indirectamente están relacionadas con la génesis y tipo de mineralización del yacimiento.

En la UEA Capitana, las Unidades Litológicas que afloran están constituidas mayormente por rocas intrusivas de la Super Unidad Tiabaya y Super Unidad Linga perteneciente al segmento del Batolito de la Costa del Cretáceo Superior-Inferior. Las rocas expuestas en afloramiento son: monzonitas pertenecientes a la Super Unidad Linga, granodioritas de la Super Unidad Tiabaya y es notoria la presencia de una diversidad de diques que atraviesan las rocas plutónicas del Batolito de la Costa, como una etapa final de diferenciación magmática, entre los que se puede diferenciar diques de diorita, andesítico y dacíticos. En estas rocas se encuentran emplazadas diversas vetas como: Esperanza, Esperanza II, Esperanza IV, Nancy, Boquita Rica, entre otras.

En la zona de Tambojasa, las rocas que afloran en mayor predominio en su mayoría son granodioritas con gradaciones tonalíticas, en el cual se emplazan las vetas principales de la zona como son la veta Disputada, Sara, Bufalo, Piedra Grande II, Piedra Grande III, Piedra Grande I, Piedra Grande VI entre otras. En el flanco oeste de la concesión Disputada aflora a manera de un Stock rocas de composición mafica (Gabro) con textura porfirítica.

Cuadro 3.2

Columna Estratigráfica Local



*Fuente: Caraveli S.A.C

1.4. Geología Económica

La mineralización económica en áreas de interés para propósitos de este estudio son las Vetas “Esperanza, Nancy y Escondida”, estas vetas son de tipo filonianas, están emplazadas en las rocas intrusivas del Batolito de la Costa (granodioritas de la Superunidad Tiabaya). Las estructuras secundarias al fallamiento regional habrían sido conductos para la circulación de soluciones mineralizantes y posterior se formación de los depósitos auríferos.

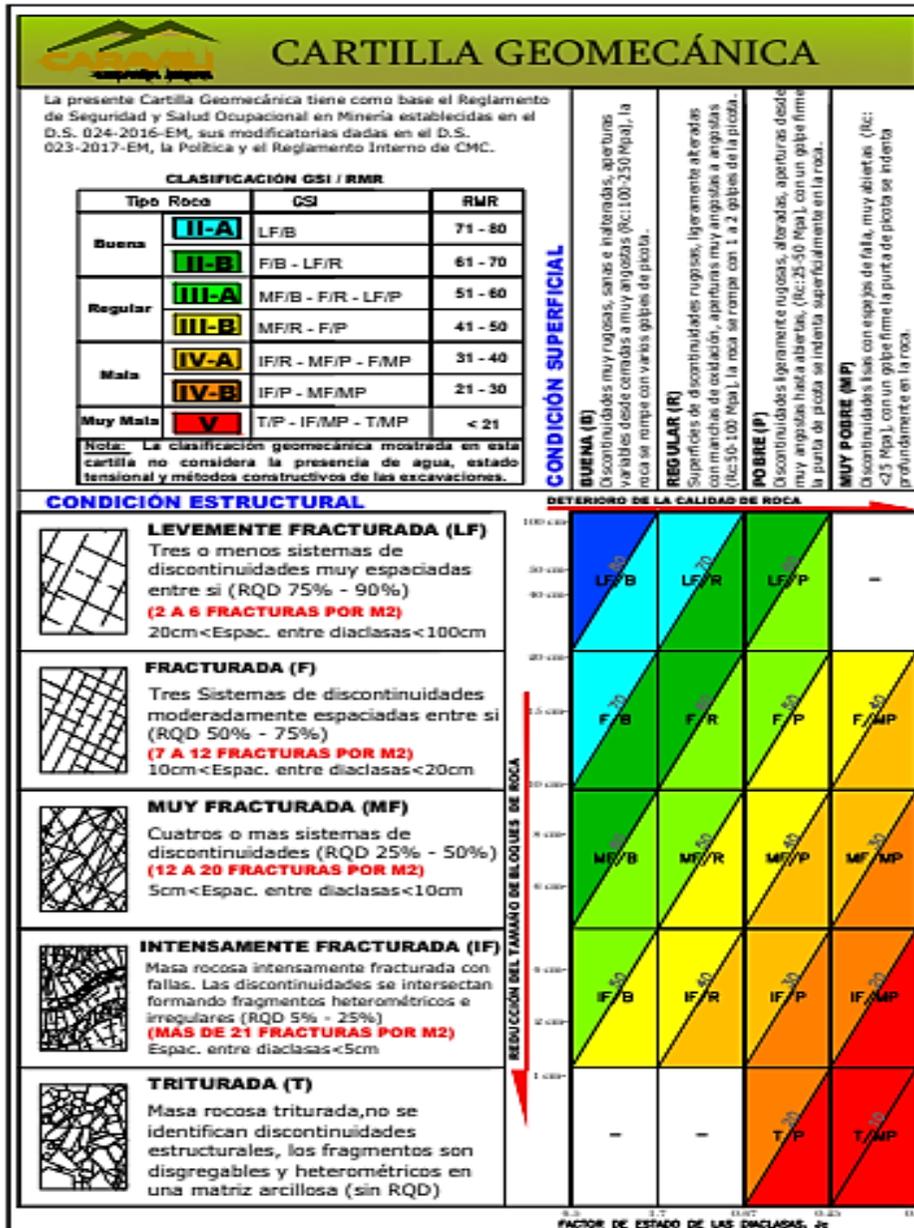
Se trata de un yacimiento epigenético de origen hidrotermal, formado en profundidades intermedias de presión alta a moderada y temperaturas que van de 150

°C a 300 °C. La mineralización, se presenta en limonitas y hematitas, con cuarzo blanco generalmente “brechosa y fracturado”, también se observan minerales de pirita, calcopirita, esfalerita y galena de forma escasa dentro de los óxidos. La mineralización económica está constituida por oro acompañado con plata, ocurre en forma nativa dentro de los óxidos de hierro en forma de puntos, granos o escamas, los minerales secundarios (ganga) que constituye el relleno de las vetas son minerales de “cuarzo, pirita, limonita y hematita”.

1.5. Geología Estructural

A escala regional, según información técnica revisada, existen tres sistemas de fallas principales con rumbo “NW-SE, E-W y N-W”, los cuales serían resultados de los mecanismos “compresivos y tensionales” respectivamente en concordancia con los eventos tectónicos del ciclo andino.

- El sistema andino (NW-SE), incluye a la falla del Atajo que junto a la falla Lagunillas, controlaron el emplazamiento de un cuerpo de monzonita cuarcífera.
- La falla el Faro con dirección E-W, se encuentra situado en el extremo norte del cuadrángulo de Chala afectando a la monzonita cuarcífera.
- Muy próxima al área de estudio a 12 km al SE, se presenta la falla Palomino con una dirección de N15°W a E-W buzando al SW, es de tipo normal y pone en contacto a las rocas del Batolito con las formaciones del jurásico y del terciario. (Formación Guaneros y Millo).





CARTILLA DE SOSTENIMIENTO ESTÁNDAR _ U.E.A. CAPITANA DE COMPAÑIA MINERA CARAVELI S.A.C.

CÓDIGO	CALIDAD	CARACTERÍSTICAS DE LA ROCA	SOSTENIMIENTO EN LABORES PERMANENTES	SOSTENIMIENTO EN LABORES TEMPORALES
SP	BUENA "A"	ROCA BUENA, LEVEMENTE FRACTURADA A FRACTURADA, SANA A LIGERAMENTE ALTERADA, SIN RELLENO, CONDICIÓN DE AGUA "SECA".	PERNOS (CEMENTADOS Y/O CON RESINAS A COLUMNA COMPLETA) PUNTUALES. EN TERRENOS FRACTURADOS COLOCAR PERNOS ESPACIADOS A 1.70x1.70 METROS, DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO.	PERNOS EXPANSIVOS TIPO L, EN FORMA PUNTUAL. EN TERRENOS FRACTURADOS COLOCAR PERNOS EXPANSIVOS ESPACIADOS A 1.70x1.70 METROS EN FORMA DE ROMBO // TAJEOS ANGOSTOS CON ANCHOS DE MINADO < 0.80-1.00 METROS, COLOCAR PUNTALES DE SEGURIDAD DE 6" DE DIÁMETRO CON JACKPOT Y GUARDACABEZAS ESPACIADOS HASTA 1.50 METROS MEDIANTE "OS".
A	BUENA "B"	ROCA BUENA, FRACTURADA, LIGERA A MODERADAMENTE ALTERADA, RELLENOS BLANDOS, CONDICIÓN DE AGUA "SECAS CON HUMEDAD EN SECTORES PUNTUALES".	PERNOS (CEMENTADOS Y/O CON RESINAS A COLUMNA COMPLETA) ESPACIADOS A 1.70x1.70 METROS, DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO.	PERNOS EXPANSIVOS TIPO L, ESPACIADOS A 1.70x1.70 METROS, DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO // TAJEOS ANGOSTOS CON ANCHOS DE MINADO < 0.80-1.00 METROS, COLOCAR PUNTALES DE SEGURIDAD DE 6" DE DIÁMETRO CON JACKPOT Y GUARDACABEZAS ESPACIADOS HASTA 1.50 METROS MEDIANTE "OS".
B	REGULAR "A"	ROCA REGULAR, FRACTURADA Y PUNTUALMENTE MUY FRACTURADA, LIGERA A MODERADA ALTERACIÓN, RELLENOS BLANDOS, CONDICIÓN DE AGUA "HUMEDAD LEVE A MODERADA".	PERNOS (CEMENTADOS Y/O CON RESINAS A COLUMNA COMPLETA) ESPACIADOS A 1.5x1.5 METROS, DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO. EN TERRENOS MUY FRACTURADOS E INTENSAMENTE FRACTURADOS AÑADIR SHOTCRETE DE 2.0 PULGADAS DE ESPESOR (DISEÑO ESTÁNDAR CF).	CUADROS DE MADERA DE 6" A 8" DE DIÁMETRO ESPACIADOS HASTA 1.50 METROS, PARA TAJEOS MEDIANTE "C&FS" // TAJEOS ANGOSTOS CON ANCHOS DE MINADO < 0.80-1.00 METROS, COLOCAR PUNTALES DE SEGURIDAD DE 6" DE DIÁMETRO CON JACKPOT Y GUARDACABEZAS ESPACIADOS HASTA 1.50 METROS MEDIANTE "OS".
C	REGULAR "B"	ROCA REGULAR, FRACTURADA A MUY FRACTURADA, CON ALGUNAS FALLAS MENORES, ALTERADA, RELLENOS BLANDOS, CONDICIÓN DE AGUA "HÚMEDA A MOJADA".	SHOTCRETE 2.0 PULGADAS DE ESPESOR (DISEÑO ESTÁNDAR CF) + PERNOS (CEMENTADOS Y/O CON RESINAS A COLUMNA COMPLETA) ESPACIADOS A 1.5x1.5 METROS, DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO.	CUADROS DE MADERA DE 6" A 8" DE DIÁMETRO ESPACIADOS HASTA 1.50 METROS, PARA TAJEOS MEDIANTE "C&FS" // TAJEOS ANGOSTOS CON ANCHOS DE MINADO < 0.80-1.00 METROS, COLOCAR PUNTALES DE SEGURIDAD DE 6" DE DIÁMETRO CON JACKPOT Y GUARDACABEZAS ESPACIADOS HASTA 1.50 METROS MEDIANTE "OS".
D	MALA "A"	ROCA MALA, MUY FRACTURADA A INTENSAMENTE FRACTURADA, CON FALLAS MENORES, ALTERADA A MUY ALTERADA, RELLENOS BLANDOS, CONDICIÓN DE AGUA "MOJADA A GOTEÓ".	SHOTCRETE 2.0 PULGADAS DE ESPESOR (DISEÑO ESTÁNDAR CF, DUPLICAR LA CANTIDAD DE FIBRA) + PERNOS EXPANSIVOS ESPACIADOS A 1.20x1.20 METROS, DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO. EN SECTORES ESPECÍFICOS REFORZAR EL SOSTENIMIENTO CON CINTAS METÁLICAS TIPO "STRAPS" ESPACIADOS A 1.20 METROS.	CUADROS DE MADERA DE 6" A 8" DE DIÁMETRO ESPACIADOS HASTA 1.20 METROS, PARA TAJEOS MEDIANTE "C&FS" // TAJEOS ANGOSTOS CON ANCHOS DE MINADO < 0.80-1.00 METROS, COLOCAR PUNTALES DE SEGURIDAD DE 6" DE DIÁMETRO CON JACKPOT Y GUARDACABEZAS ESPACIADOS HASTA 1.20 METROS MEDIANTE "OS".
E	MALA "B"	ROCA MALA, INTENSAMENTE FRACTURADA A TRITURADA, CON FALLAS Y ZONAS DE CORTE, MUY ALTERADA, RELLENOS BLANDOS, CONDICIÓN DE AGUA "GOTEÓ A FLUJO LEVE".	SHOTCRETE 2.0 PULGADAS DE ESPESOR (DISEÑO ESTÁNDAR CF, DUPLICAR LA CANTIDAD DE FIBRA) + PERNOS EXPANSIVOS ESPACIADOS A 1.20x1.20 METROS DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO + ARCOS NORUEGOS ESPACIADOS A 1.20 METROS Y/O CINTAS METÁLICAS TIPO "STRAPS" ESPACIADOS A 1.20 METROS // CIMBRAS METÁLICAS ESPACIADAS ENTRE 1.0-1.2 METROS COMPLETAMENTE ELEMENTADAS.	CUADROS DE MADERA DE 6" A 8" PULGADAS DE DIÁMETRO ESPACIADOS ENTRE 1.0 A 1.20 METROS, PARA TAJEOS MEDIANTE "C&FS" // TAJEOS ANGOSTOS CON ANCHOS DE MINADO < 0.80-1.00 METROS, COLOCAR PUNTALES DE SEGURIDAD DE 6" CON JACKPOT Y GUARDACABEZAS ESPACIADOS ENTRE 1.00 A 1.20 METROS MEDIANTE "OS".
F	MUY MALA	ROCA MUY MALA, ESTRUCTURALMENTE TRITURADA Y DISTURBADA, CON FALLAS Y ZONAS DE CORTE, MUY ALTERADA A DESCOMPUESTA, RELLENOS BLANDOS, CONDICIÓN DE AGUA "GOTEÓ A FLUJO MODERADO".	CIMBRAS METÁLICAS DE PERFIL "H" TIPO "6W20" ESPACIADAS A 0.8-1.0 METROS COMPLETAMENTE ELEMENTADAS. EN TERRENOS EXPANSIVOS COLOCAR CIMBRAS CORREDIZAS, EXCAVAR NICHOS EN LOS HASTIALES ENTRE CUERPOS DE CIMBRAS. NOTA: IMPLEMENTAR EL MONITOREO DE CONVERGENCIAS.	ESTE TERRENO SE OBSERVA SÓLO EN LOS CONTACTOS FALLA AL PISO-TECHO DE LAS ESTRUCTURAS MINERALIZADAS CON POTENCIAS MENORES A 0.3 METROS Y ZONAS DE CORTE. SE RECOMIENDA COLOCAR EL SOSTENIMIENTO CORRESPONDIENTE AL DOMINIO PREDOMINANTE DEL SECTOR.

NOTAS:

- 1.- La longitud de los pernos siempre estará en función al ancho de excavación. Para labores permanentes (Anchos:3.5-5.0 metros se emplean pernos de 7 pies, 2.0-3.5 metros se emplean pernos de 5 pies).
- 2.- La longitud de los pernos siempre estará en función al ancho de excavación. Para labores temporales (Anchos:3.5-5.0 metros se emplean pernos de 7 pies, 2.0-3.5 metros se emplean pernos de 5 pies, <1.5 metros se emplean pernos de 3 pies).
- 3.- En toda intersección de labores, se debe ajustar el sostenimiento estándar (colocar el sostenimiento que corresponde a una categoría inmediata inferior a la calidad de roca en el punto evaluado).
- 4.- Las longitudes estándar de los pernos cementados y/o con resina a columna completa son "5 pies y 7 pies", en pernos de fricción/expansivos las longitudes estándar son "3 pies, 5 pies y 7 pies".
- 5.- Se consideran labores temporales las siguientes descripciones "Tajeos, Subniveles, Brazos de balido".
- 6.- Se consideran labores permanentes las siguientes descripciones "Rampa, By pass, Cruce, Galería, Ventanas, Cámara de carguío, Estaciones de bombeo, Bodegas-oficinas de interior mina, Polvorines, Refugio minero, Taller de mantenimiento interior mina, Cámaras de perforación DGH".

*Fuente: Compañía Minera Caraveli S.A.C – Área Geomecánica.



REGISTRO GEOMECÁNICO DE EXCAVACIONES _ MÉTODO DE CELDAS

EMPRESA: COMPAÑÍA MINERA CARAVELI S.A.										UBICACIÓN EN COORDENADAS UTM_WGS84										FECHA: REALIZADO: N.C. // A.Y. // T.S.										CLASIFICACIÓN RMR DEL MACIZO ROCOSO		Jv	RQD (%)
PROYECTO: ESTUDIO GEOMECANICO U.E.A. CAPITANA										ESTACION: EG_2 A,B,C AZIMUT (*): 73										LITOLOGÍA: Diorita										RMR	DESCRIPCIÓN		
CONDICIONES DE DISCONTINUIDADES										VALORACIÓN RMR ₉₉ DEL MACIZO ROCOSO																							
Resistencia a la compresión	RQD	Espaciamiento entre discontinuidades		Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Meteorización	Agua Subterránea	Orientación Discontinuidades	R.M.R.		DESCRIPCIÓN	OBSERVACIONES																			
15 12 7 4 2	20 17 13 8 3	20 15 10 5	6 4 2 1 0	6 5 3 1 0	6 4 2 2 0	6 5 3 1 0	6 4 2 2 0	6 5 3 1 0	15 10 7 4 0	0 -2 -5 -10 -12	38 38 38 38 38	IV - A	MALA "A"	Roca mala, intensamente fracturada, regular a pobre, meteorizada, seca. Falsa caja al piso veta Escondida, potencia 0.60 metros.	4 5 6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24 25 26 27 28 29 30 31 32 33 34 35 36 37 38 39 40 41 42 43 44	98 95 93 90 88 85 83 80 78 75 73 70 68 65 63 60 58 55 53 50 48 45 43 40 38 35 33 30 28 25 23 20 18 15 13 10 8 5 3 0																	
RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SEGÚN EL MARTILLO SCHMIDT										REGISTRO DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES																							
										Desde	Hasta	Tip. De Est.	Buz. (*)	D-Buz. (*)	Frec.	Observaciones																	
										Ver plano	Ver plano																						
EFECTO DE LA ORIENTACIÓN (RUMBO Y BUZAMIENTO) DE LAS DISCONTINUIDADES RESPECTO AL EJE DE LAS EXCAVACIONES										LITOLOGÍA		METEORIZACIÓN		TIPO DE ESTRUCTURA		ESTIMACIÓN DEL RQD		GRADO	ÍNDICES DE RESISTENCIA "EN CAMPO"	RANGO (Mpa)													
Rumbo perpendicular (L) al eje de la excavación		Rumbo paralelo (//) al eje de la excavación		Granodiorita	Sana	Diorita	Lig. Meteoriz.	F	Falla	RQD=110-2.5 (Jv)		1	La muestra es deleznable con golpe firme de la picota.	1.0 - 5.0																			
Excavación hacia el buzamiento (Buz. 45° - 90°)	Excavación hacia el buzamiento (Buz. 20° - 45°)	Buz. (45°-90°)	Buz. (20°-45°)	Dique Volcánico	Mod. Meteoriz.	Microdiorita	Muy Meteoriz.	Est.	Estratificación			2	La muestra se desconcha con dificultad usando la cuchilla y expone marcas poco profundas con golpe firme de la picota.	5.0 - 25																			
Muy favorable	Favorable	Muy desfavorable	Regular	Otro1	Dascompuesta	Otro2						4	La muestra no se raya y no se desconcha usando la cuchilla. La muestra se rompe con golpe firme la picota.	25 - 50																			
Excavación contra el sentido del buzamiento (Buz. 45° - 90°)	Excavación contra el sentido del buzamiento (Buz. 20° - 45°)	Buz. (45°-90°) independiente del Rumbo		Notas:								7	La muestra se rompe con mas de un golpe firme de la picota.	50 - 100																			
Regular	Desfavorable	Regular										12	La muestra se rompe con varios golpes firmes de la picota.	100 - 250																			
														15	La muestra no se rompe, solo desprende esquirlas con golpes firmes de la picota.	> 250																	

*Fuente: Compañía Minera Caraveli S.A.C – Área Geomecánica.

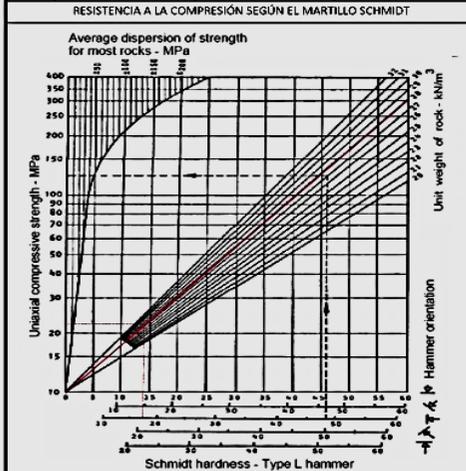


REGISTRO GEOMECÁNICO DE EXCAVACIONES _ MÉTODO DE CELDAS

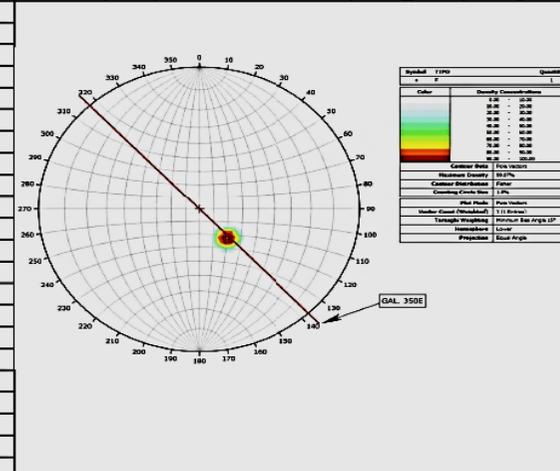
EMPRESA:	COMPAÑÍA MINERA CARAVELI S.A.			UBICACIÓN EN COORDENADAS		FECHA:	
PROYECTO:	ESTUDIO GEOMECANICO U.E.A. CAPITANA			UTM_WGS84		REALIZADO:	N.C. // A.Y. // T.S.
ESTACIÓN:	EG 4	AZIMUT (°):	137	ESTE:	602759	LITOLÓGIA	
	A,B,C,D			NORTE:	8269918	Microdiorita	
				COTA:			
				REF.:	CH 856 - NV 1860		

CLASIFICACIÓN RMR DEL MACIZO ROCOSO		Jv	RQD (%)
RMR	DESCRIPCIÓN	4	100
91 - 100	MUY BUENA "A"	5	98
81 - 90	MUY BUENA "B"	6	95
71 - 80	BUENA "A"	7	93
61 - 70	BUENA "B"	8	90
51 - 60	REGULAR "A"	9	88
41 - 50	REGULAR "B"	10	85
31 - 40	MALA "A"	11	83
21 - 30	MALA "B"	12	80
0 - 20	MUY MALA	13	78
		14	75
		15	73
		16	70
		17	68
		18	65
		19	63
		20	60
		21	58
		22	55
		23	53
		24	50
		25	48
		26	45
		27	43
		28	40
		29	38
		30	35
		31	33
		32	30
		33	28
		34	25
		35	23
		36	20
		37	18
		38	15
		39	13
		40	10
		41	8
		42	5
		43	3
		44	0

Val. Parám.	CONDICIONES DE DISCONTINUIDADES		Agua Subterránea	Orientación Discontinuidades	VALORACIÓN RMR ₉₉ DEL MACIZO ROCOSO								
	Resistencia a la compresión	RQD											
Punto de Mapeo	15 12 7 4 2	20 17 13 8 3	20 15 10 5	Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Meteorización	15 10 7 4 0	0 -2 -5 -10 -12	R.M.R.	DESCRIPCIÓN	OBSERVACIONES
VER PLANO	2 2 2	3 3 3	5	0	0	0	0	3	15 15 15	29 29 28			



REGISTRO DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES						
Desde	Hasta	Tip. De Est.	Buz. (°)	D-Buz. (°)	Frec.	Observaciones
Ver plano	Ver plano	F	30	320	1	Orientación de falla



EFECTO DE LA ORIENTACIÓN (RUMBO Y BUZAMIENTO) DE LAS DISCONTINUIDADES RESPECTO AL EJE DE LAS EXCAVACIONES				LITOLÓGIA		METEORIZACIÓN		TIPO DE ESTRUCTURA		ESTIMACIÓN DEL RQD	GRADO	ÍNDICES DE RESISTENCIA "EN CAMPO"	RANGO (Mpa)
Rumbo perpendicular (1) al eje de la excavación		Rumbo paralelo (//) al eje de la excavación		Granodiorita	-	S	Sana	F	Falla	RQD=110-2.5 (Jv)	1	La muestra es deleznable con golpe firme de la picota.	1.0 - 5.0
Excavación hacia el buzamiento (Buz. 45°-90°)		Excavación hacia el buzamiento (Buz. 20°-45°)		Diorita	-	L	Lig. Meteoriz.	MF	Microfalla		2	La muestra se desconcha con dificultad usando la cuchilla y expone marcas poco profundas con golpe firme de la picota.	5.0 - 25
Muy favorable		Favorable		Microdiorita	✓	M	Muy Meteoriz.	Est.	Contacto Lit.		4	La muestra no se raya y no se desconcha usando la cuchilla. La muestra se rompe con golpe firme de la picota.	25 - 50
Excavación contra el sentido del buzamiento (Buz. 45°-90°)		Excavación contra el sentido del buzamiento (Buz. 20°-45°)		Otro1	-	D	Descompuesta	D	Diaclasas		7	La muestra se rompe con mas de un golpe firme de la picota.	50 - 100
Regular		Regular		Otro2	-	-	-	-	-		12	La muestra se rompe con varios golpes firmes de la picota.	100 - 250
Regular				Regular		Notas:					15	La muestra no se rompe, solo desprende esquirlas con golpes firmes de la picota.	> 250

*Fuente: Compañía Minera Caraveli S.A.C – Área Geomecánica.

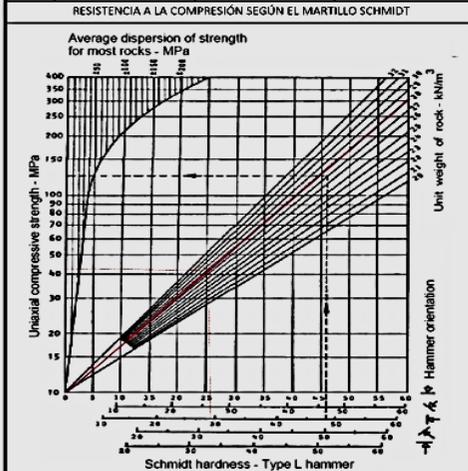


REGISTRO GEOMECÁNICO DE EXCAVACIONES _ MÉTODO DE CELDAS

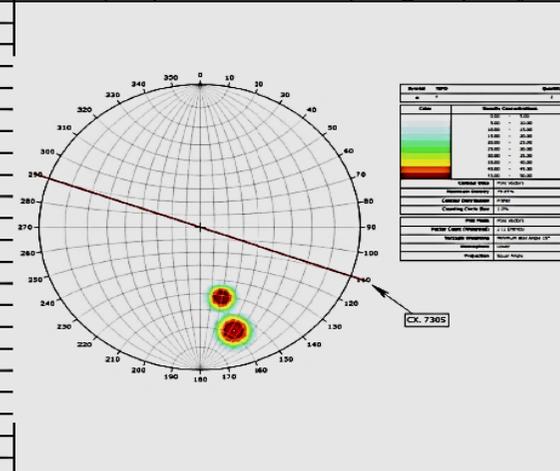
EMPRESA:	COMPAÑÍA MINERA CARAVELI S.A.			UBICACIÓN EN COORDENADAS		FECHA:	
PROYECTO:	ESTUDIO GEOMECÁNICO U.E.A. CAPITANA			UTM_WGS84		REALIZADO:	N.C. // A.Y. // T.S.
ESTACIÓN:	EG 6 A,B,C,D	AZIMUT (*):	110	ESTE:	602740	LITOLÓGIA	
				NORTE:	8270092	Diorita	
				COTA:			
				REF.:	CH-856 - NV 1860		

CLASIFICACIÓN RMR DEL MACIZO ROCOSO		Jv	RQD (%)
RMR	DESCRIPCIÓN		
91 - 100	MUY BUENA "A"	4	100
81 - 90	MUY BUENA "B"	5	98
71 - 80	MUY BUENA "B"	6	95
61 - 70	BUENA "A"	7	93
51 - 60	BUENA "B"	8	90
41 - 50	REGULAR "A"	9	88
31 - 40	REGULAR "B"	10	85
21 - 30	MALA "A"	11	83
11 - 20	MALA "B"	12	80
0 - 10	MUY MALA	13	78
		14	75
		15	73
		16	70
		17	68
		18	65
		19	63
		20	60
		21	58
		22	55
		23	53
		24	50
		25	48
		26	45
		27	43
		28	40
		29	38
		30	35
		31	33
		32	30
		33	28
		34	25
		35	23
		36	20
		37	18
		38	15
		39	13
		40	10
		41	8
		42	5
		43	3
		44	0

Val. Parám.	OC		Espaciamiento entre discontinuidades	CONDICIONES DE DISCONTINUIDADES					Agua Subterránea	Orientación Discontinuidades	VALORACIÓN RMR ₉₉ DEL MACIZO ROCOSO
	Resistencia a la compresión	RQD		Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Meteorización			
Punto de Mapeo	15 12 7 4 2	20 17 13 8 3	20 15 10 8 5	6 4 2 1 0	6 5 4 4 1 0	6 5 3 3 1 0	6 4 2 2 0	6 5 3 1 0	15 10 7 4 0	0 -2 -5 -10 -12	R.M.R.
VER PLANO	4 4 4 2	∞ 8 3	5	0	0	0	0	0	15 15 15 15	36 36 36 25	IV - A
											MALA "A"
											Roca mala, muy fracturada, pobre, meteorizada, seca. Al límite del dominio contacto con falla "64/344".



REGISTRO DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES						
Desde	Hasta	Tip. De Est.	Buz. (*)	D-Buz. (*)	Frec.	Observaciones
14	14	F	54	345	1	Orientación de falla
		F	74	344	1	Orientación de falla



EFECTO DE LA ORIENTACIÓN (RUMBO Y BUZAMIENTO) DE LAS DISCONTINUIDADES RESPECTO AL EJE DE LAS EXCAVACIONES				LITOLÓGIA	METEORIZACIÓN	TIPO DE ESTRUCTURA	ESTIMACIÓN DEL RQD	GRADO	ÍNDICES DE RESISTENCIA "EN CAMPO"	RANGO (Mpa)	
Rumbo perpendicular (⊥) al eje de la excavación		Rumbo paralelo (//) al eje de la excavación		Granodiorita	S	Sana	F	RQD=110-2.5 (Jv)	1	La muestra es deleznable con golpe firme de la picota.	1.0 - 5.0
Excavación hacia el buzamiento (Buz. 45° - 90°)		Excavación hacia el buzamiento (Buz. 20° - 45°)		Diorita	L	Lig. Meteoriz.	MF		2	La muestra se rompe con dificultad usando la cuchilla y expone marcas poco profundas con golpe firme de la picota.	5.0 - 25
Muy favorable		Favorable		Dique Volcánico	A	Mod. Meteoriz.	C		4	La muestra no se raya y no se desconcha usando la cuchilla. La muestra se rompe con golpe firme de la picota.	25 - 50
Excavación contra el sentido del buzamiento (Buz. 45° - 90°)		Excavación contra el sentido del buzamiento (Buz. 20° - 45°)		Microdiorita	M	Muy Meteoriz.	Est.		7	La muestra se rompe con mas de un golpe firme de la picota.	50 - 100
Regular		Desfavorable		Otro1	D	Descompuesta	D		12	La muestra se rompe con varios golpes firmes de la picota.	100 - 250
Regular				Otro2				15	La muestra no se rompe, solo desprende esquirlas con golpes firmes de la picota.	> 250	

*Fuente: Compañía Minera Caraveli S.A.C – Área Geomecánica.

“ANÁLISIS GEOMECÁNICO PARA LA ESTABILIDAD DE LA CH-856 DEL NIVEL 1860 EN LA UEA CAPITANA DE LA MINA CARAVELÍ-AREQUIPA”

PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPOTESIS GENERAL	Variable Dependiente	Indicadores	Unidades
¿Cómo el análisis y caracterización geomecánica del macizo rocoso influye en la estabilidad de la CH-856 en el Nivel 1860 de la UEA Capitana de la Compañía Minera Caravelí – Arequipa?	Establecer de qué manera el análisis y caracterización geomecánica influye en la estabilidad de la Chimenea CH-856 del Nivel 1860 de la UEA Capitana de la Mina Caravelí S.A.C- Arequipa.	Mediante la evaluación adecuada del análisis geomecánico se optimizará la seguridad y eficiencia en la estabilidad de la chimenea CH-856 del Nivel 1860 de UEA la Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C – Arequipa.	Estabilidad de la Chimenea	Deformación Lateral Resistencia a la falla Inclinación Factor de Seguridad Tipo de sostenimiento Costo de instalación del sistema de sostenimiento	mm MPa ° >1 --- USD
PROBLEMAS ESPECIFICOS	OBJETIVOS ESPECIFICOS	HIPOTESIS ESPECIFICOS	Variable Independiente	Indicadores	Unidades
¿Cuáles son las características geomecánicas del macizo rocoso en la Chimenea 856 del Nivel 1860 de la UEA Capitana de la Mina Caravelí?	Determinar las características geomecánicas del macizo rocoso en la Chimenea 856 del Nivel 1860, de la UEA Capitana de la Mina Caravelí S.A.C – Arequipa.	La chimenea CH-856 del Nivel 1860 de UEA La Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C – Arequipa, presenta características geomecánicas heterogéneas en su macizo rocoso, incluyendo variaciones en la resistencia a la compresión, la orientación de las discontinuidades y la estructura geológica, lo que afectará su resistencia y estabilidad.	Análisis Geomecánico	Resistencia a la compresión RQD Persistencia Apertura Rugosidad Relleno Meteorización Agua subterránea Orientación de discontinuidades Espaciamiento entre discontinuidades Densidad Orientación de discontinuidades Nivel de fracturado Factor de Seguridad Factor de Resistencia	MPa % m mm -- mm -- -- ° mm g/cm ³ ° gsi -- --
¿Cuál es el tipo de sostenimiento adecuado que garantice la estabilidad de la Chimenea 856 del Nivel 1860 en la UEA Capitana de la Mina Caravelí?	Determinar el tipo de sostenimiento adecuado que garantice la estabilidad de la chimenea 856 del Nivel 1860 en la UEA Capitana de la Mina Caravelí S.A.C-Arequipa.	El tipo de sostenimiento requerido para garantizar la estabilidad de la chimenea CH-856 del Nivel 1860 de UEA La Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C – Arequipa, será influenciado por la calidad del macizo rocoso, la geometría de la chimenea, y el refuerzo y control de deformación, adaptadas a las condiciones geomecánicas específicas del sitio.			
¿Cuál será el costo de sostenimiento aplicado en la estabilidad de la Chimenea 856 del Nivel 1860 de la UEA Capitana de la Mina Caravelí?	Determinar el costo de sostenimiento aplicado en la estabilidad de la Chimenea 856 del Nivel 1860 de la UEA Capitana de la Mina Caravelí S.A.C.-Arequipa.	El costo de sostenimiento requerido para mantener la estabilidad de la chimenea CH-856 del Nivel 1860 de UEA La Capitana de la Compañía Minera Caravelí S.A.C – Arequipa, será directamente proporcional a la complejidad del sistema de sostenimiento seleccionado y la calidad del macizo rocoso.			

*Fuente: Elaboración propia – Matriz de Consistencia.