

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINAS Y
METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

REDISEÑO DEL SOSTENIMIENTO CON CUADROS DE MADERA
EN LA GALERÍA 595-NV-1495 PARA LA REDUCCIÓN DE
COSTOS DE DESARROLLO EN LA MINERA CHALHUANE S.A.C.-
AREQUIPA

PRESENTADO POR:

Br. POL GASPAR HUILLCA MALLQUI

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL
DE INGENIERO DE MINAS

ASESOR

Mg. RAIMUNDO MOLINA DELGADO

CUSCO – PERU

2025



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

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

El que suscribe, el Asesor Mg. Raimundo Molina Delgado
..... quien aplica el software de detección de similitud al
trabajo de investigación/tesis titulada: Rediseño del sostenimiento con cuadros de
madera en la galería 595-NV-1495 para la reducción de costos de desarrollo
en la minera chalkwane S.A.C. - Aiequipa

Presentado por: Pol Gaspar Willea Mallqui DNI N° 72538842 ;
presentado por: DNI N°:
Para optar el título Profesional/Grado Académico de Ingeniero de minas

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 02 veces, mediante el Software de Similitud, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso del Sistema Detección de Similitud en la UNSAAC** y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 09%.

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

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

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

Cusco, 22 de Mayo de 2026


.....
Firma

Post firma Mg. Raimundo Molina Delgado

Nro. de DNI 23 91 20 83

ORCID del Asesor 0000-0003-0291-2700

Se adjunta:

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: oid: 27259:593856413

POL GASPAR HUILLCA MALLQUI

REDISEÑO DEL SOSTENIMIENTO CON CUADROS DE MADERA EN LA GALERIA 595-NV-1495 PARA LA REDUCCION DE COST...

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:593856413

Fecha de entrega

22 may 2026, 2:59 p.m. GMT-5

Fecha de descarga

22 may 2026, 3:25 p.m. GMT-5

Nombre del archivo

REDISEÑO DEL SOSTENIMIENTO CON CUADROS DE MADERA EN LA GALERIA 595-NV-1495 PARA L....pdf

Tamaño del archivo

11.5 MB

169 páginas

28.192 palabras

158.233 caracteres

9% Similitud general

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




Filtrado desde el informe

- ▶ Bibliografía
- ▶ Texto citado
- ▶ Texto mencionado
- ▶ Coincidencias menores (menos de 15 palabras)
- ▶ Trabajos entregados

Exclusiones



- ▶ N.º de fuentes excluidas

Fuentes principales

- 9%  Fuentes de Internet
- 1%  Publicaciones
- 0%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alertas de integridad para revisión

-  **Caracteres reemplazados**
62 caracteres sospechosos en N.º de páginas
Las letras son intercambiadas por caracteres similares de otro alfabeto.
-  **Texto oculto**
100 caracteres sospechosos en N.º de páginas
El texto es alterado para mezclarse con el fondo blanco del documento.

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

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

DEDICATORIA

A Dios por darme el valor y la fuerza para continuar y hacer las cosas, por presentarme a personas maravillosas y permitirme ser parte de sus vidas.

A mis queridos padres, Teodoro Huillca Rocca y Georgina Mallqui Ramos quienes me han enseñado el valor del esfuerzo, la perseverancia y la honestidad. Su amor y apoyo han sido mi guía en cada momento difícil y su confianza en mí me ha permitido alcanzar mis metas. Gracias por ser mis pilares y por estar siempre ahí para mí.

AGRADECIMIENTO

A todo el equipo directivo, supervisores y trabajadores de Minera Chalhuane S.A.C., cuya colaboración fue fundamental para la ejecución de este trabajo.

Expreso mi más sincero agradecimiento al asesor de esta tesis el Mgtr. Raimundo Molina Delgado, cuya guía y conocimiento han sido el pilar de esta investigación.

RESUMEN

La investigación titulada “REDISEÑO DEL SOSTENIMIENTO CON CUADROS DE MADERA EN LA GALERÍA 595-NV-1495 PARA LA REDUCCIÓN DE COSTOS DE DESARROLLO EN LA MINERA CHALHUANE S.A.C.” surgió por la necesidad de optimizar el sostenimiento de la labor subterránea, debido a que el diseño tradicional con cuadros generaba mayores costos por el diámetro de la madera y el espaciamiento empleado. El objetivo fue rediseñar el sostenimiento con cuadros de madera para reducir los costos de desarrollo en la galería 595-NV-1495. La hipótesis planteó que dicho rediseño permitiría disminuir estos costos. La investigación fue de tipo aplicada, de nivel correlacional-explicativo y de diseño no experimental. Se desarrolló mediante observación directa, análisis descriptivo, trabajo de campo, gabinete, complementados con evaluación geomecánica y análisis estructural, utilizando softwares DIPS, PHASE2 y UNWEDGE. Los resultados mostraron que el rediseño con cuadros cónicos de madera redujo los costos de desarrollo de US\$ 70,733.71 a US\$ 67,499.57, logrando un ahorro de US\$ 3,234.14 en un avance de 250 m. Asimismo, los costos de sostenimiento disminuyeron de US\$ 20,927.39 a US\$ 17,693.25, y el costo unitario por cuadro de US\$ 78.83 a US\$ 75.65. Estructuralmente, el diseño garantizó la estabilidad de la excavación, con factores de seguridad de 1.62 en el sombrero y 1.98 en los postes, superiores al mínimo requerido para labores permanentes. En conclusión, el rediseño del sostenimiento con cuadros de madera constituyó una alternativa técnica y económicamente viable para la galería 595-NV-1495, al reducir costos sin comprometer la seguridad ni la estabilidad de la labor minera.

Palabras clave: Sostenimiento, Cuadros de madera, Rediseño, Costos de desarrollo, Factor de seguridad.

ABSTRACT

The research entitled “**REDESIGN OF TIMBER SET SUPPORT IN GALLERY 595-NV-1495 TO REDUCE DEVELOPMENT COSTS AT MINERA CHALHUANE S.A.C.**” arose from the need to optimize the support system used in the underground excavation, since the traditional design with timber sets generated higher costs due to the diameter of the timber and the spacing used. The objective was to redesign the timber set support in order to reduce development costs in gallery 595-NV-1495. The hypothesis stated that such redesign would make it possible to reduce these costs. The research was applied in nature, with a correlational-explanatory level and a non-experimental design. It was carried out through direct observation, descriptive analysis, fieldwork, office work, complemented by geomechanical evaluation and structural analysis, using DIPS, PHASE2, and UNWEDGE software. The results showed that the redesign using conical timber sets reduced development costs from **US\$ 70,733.71** to **US\$ 67,499.57**, achieving savings of **US\$ 3,234.14** over an advance of **250 m**. Likewise, support costs decreased from **US\$ 20,927.39** to **US\$ 17,693.25**, and the unit cost per set was reduced from **US\$ 78.83** to **US\$ 75.65**. Structurally, the proposed design guaranteed excavation stability, with safety factors of **1.62** for the cap piece and **1.98** for the posts, both above the minimum required for permanent workings. In conclusion, the redesign of timber set support constituted a technically and economically viable alternative for gallery 595-NV-1495, as it reduced costs without compromising the safety or stability of the mining excavation.

Keywords: Support, Timber sets, Redesign, Development costs, Safety factor.

INDICE GENERAL

DEDICATORIA.....	i
AGRADECIMIENTO.....	ii
RESUMEN.....	iii
ABSTRACT.....	iv
INDICE GENERAL.....	v
INDICE DE TABLAS.....	ix
INDICE DE FIGURAS.....	x
INTRODUCCION.....	1
CAPITULO I.....	3
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	3
1.1 ANTECEDENTES DEL PROBLEMA.....	3
1.2 PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACION:.....	4
1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA:.....	5
<i>1.2.1 Problema general de investigación.....</i>	<i>5</i>
<i>1.2.2 Problemas específicos de la investigación.....</i>	<i>5</i>
1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN:.....	5
<i>1.3.1 Objetivo general.....</i>	<i>5</i>
<i>1.3.2 Objetivos específicos.....</i>	<i>5</i>
1.4 JUSTIFICACIÓN, IMPORTANCIA Y DELIMITACION DE LA INVESTIGACION.....	6
<i>1.4.1 Justificación de la investigación.....</i>	<i>6</i>
<i>1.4.2 Importancia de la investigación.....</i>	<i>6</i>
<i>1.4.3 Delimitación de la investigación.....</i>	<i>7</i>
1.5 ALCANCE DE LA INVESTIGACION.....	7
1.6 HIPÓTESIS.....	8
<i>1.6.1 Hipótesis General.....</i>	<i>8</i>
<i>1.6.2 Hipótesis Específicos.....</i>	<i>8</i>
1.7 VARIABLES E INDICADORES.....	8
<i>1.7.1 Variable independiente.....</i>	<i>8</i>
<i>1.7.2 Variable dependiente.....</i>	<i>8</i>
<i>1.7.3 Operacionalización de las variables.....</i>	<i>9</i>
CAPITULO II.....	10

MARCO TEÓRICO	10
2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION.....	10
2.1.1 Antecedentes a nivel nacional e internacional.....	10
2.2 MARCO CONTEXTUAL	14
2.2.1 Diseño Geomecánico de excavaciones	14
2.2.2 Tipos de excavaciones subterráneas	14
2.2.2.1 Excavaciones mineras permanentes	15
2.2.2.2 Excavaciones mineras temporales	16
2.2.3 Diseño de sostenimiento en minería subterránea.....	16
2.2.3.1 Tensiones in-situ	18
2.2.3.2 Tensiones principales mayor y menor	19
2.2.3.3 Relación de tensiones Horizontal y vertical(k)	20
2.2.3.4 Cálculo de tensiones Horizontales y verticales	22
2.2.3.5 Cálculo de cargas sobre excavaciones subterráneas	22
2.2.4 Tipos de sostenimiento de mina subterránea	30
2.2.4.1 Sostenimiento con cuadro de madera	31
2.2.4.2 Características Ingenieriles de la Madera.....	32
2.2.5 Criterios de aceptación	34
2.2.5.1 Factor de seguridad.....	34
2.2.5.2 Probabilidad de falla	36
2.3 MARCO CONCEPTUAL.....	39
2.4 ÁMBITO DE ESTUDIO	44
2.4.1 Ubicación	44
2.4.2 Accesibilidad.....	44
2.4.3 Fisiografía	45
2.4.4 Clima	46
2.4.5 Temperatura	46
2.4.6 Geología estructural	46
2.4.7 Geología regional.....	47
2.4.8 Geología local.....	48
2.4.9 Descripción de vetas	49
2.4.9.1 Zona el viento	50

2.4.9.2 Veta Sangre de Toro	50
2.4.9.3 Veta El Viento	51
2.4.9.4 Veta Santa Rosa	51
2.4.9.5 Veta la Victoria	52
2.5 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE	52
2.6 PLANO DE UBICACIÓN DE LA GL595-NV. 1495	56
CAPITULO III	57
METODOLOGIA DE INVESTIGACION	57
3.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN	57
3.2 NIVEL DE INVESTIGACIÓN	57
3.3 DISEÑO DE INVESTIGACIÓN	58
3.4 POBLACIÓN Y MUESTRA	58
3.3.1 Población	58
3.3.2 Muestra	58
3.5 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	59
3.5.1 Técnicas de recolección de datos	59
3.5.2 Materiales y equipos de recolección de datos	59
3.6 PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS	60
3.7 OBSERVACION DIRECTA	60
3.8 ANALISIS DESCRIPTIVO	61
3.9 TRABAJO DE CAMPO	62
3.8.1 Actividades a realizar	63
3.10 TRABAJO DE GABINETE	64
3.10.1 Actividades a realizar	64
3.11 SELECCION DE TIPO DE SOSTENIMIENTO	66
3.11.1 Caracterización del macizo rocoso	66
3.11.1.1 Sistema RMR de Bieniawski (1989)	67
3.11.1.2 GSI (índice de resistencia geológica)	69
3.11.2 Diseño de sostenimiento para labores de exploración y desarrollo	71
3.11.3 Elección del tipo de sostenimiento con Software	73
3.11.3.1 Clasificación geomecánica de la GL595SE-Nv 1495	73
3.11.3.2 Caracterización estructural con software DIPS	74

3.11.3.3 Modelo numérico tenso deformacional con el software PHASE2	77
3.11.3.4 Análisis de estabilidad y sostenimiento por métodos empíricos.....	79
3.11.3.5 Análisis de cuñas con software UNWEDGE.....	83
3.12 DISEÑO Y DESCRIPCION DEL SOSTENIMIENTO	88
3.12.1 <i>Calculo teórico para el diseño del sostenimiento</i>	88
a) <i>Altura de carga</i>	88
b) <i>Esfuerzo vertical</i>	89
c) <i>Relación de esfuerzo horizontal y vertical</i>	89
3.12.2 <i>Calculo de parámetros para cuadros rectos espaciados a 1.0m</i>	90
a) <i>Datos generales de cuadros rectos</i>	90
b) <i>Cálculo de carga distribuida en el techo</i>	90
c) <i>Cálculo de fuerza cortante(V), Momento flector (Mu)</i>	91
d) <i>Cálculo de diámetro de puntal requerido</i>	92
e) <i>Cálculo de esfuerzos de tensión y compresión</i>	92
f) <i>Cálculo del factor de seguridad del sombrero</i>	93
g) <i>Cálculo de la carga sobre el poste transmitido del sombrero:</i>	93
h) <i>Cálculo del módulo de esbeltez</i>	94
i) <i>Calculamos el módulo de flambéo(w)</i>	94
j) <i>Calculo el esfuerzo máximo</i>	96
k) <i>Cálculo del factor de seguridad del poste</i>	96
3.12.3 <i>Calculo de parámetros para cuadros cónicos espaciados a 1.20m</i>	97
a) <i>Datos generales de cuadros Cónicos</i>	97
b) <i>Cálculo de carga distribuida en el techo</i>	99
c) <i>Cálculo de fuerza cortante(V), Momento flector (Mu)</i>	100
d) <i>Cálculo de diámetro de puntal requerido</i>	101
e) <i>Cálculo de esfuerzos de tensión y compresión</i>	101
f) <i>Cálculo del factor de seguridad del sombrero</i>	102
g) <i>Cálculo de la carga sobre el poste transmitido del sombrero</i>	102
h) <i>Cálculo del módulo de esbeltez para $d = 8$ pulgadas</i>	103
i) <i>Calculamos el módulo de flambéo(w)</i>	103
j) <i>Calculamos el esfuerzo máximo</i>	105
k) <i>Cálculo del factor de seguridad del poste</i>	106

3.13 DISEÑO CON CUADRO DE MADERA RECTO	106
3.14 DISEÑO CON CUADRO DE MADERA CONICO	110
CAPITULO IV	113
RESULTADOS Y ANALISIS	113
4.1 ANALISIS DE LA CONTRUCCION DE CUADROS	113
4.2 OPTIMIZACION DEL SOSTENIMIENTO	115
4.2.1 <i>Procesamiento de costos de sostenimiento con cuadros rectos actuales</i>	115
4.2.1.1 Procesamiento de costos de encribado cuadros rectos	116
4.2.1.2 Procesamiento de costos de enrejado cuadros rectos	117
4.2.1.3 Total costo de sostenimiento del proyecto GL595 SE con cuadros rectos....	117
4.2.2 <i>Procesamiento de costos de sostenimientos con cuadros cónicos propuestos</i>	118
4.2.2.1 Procesamiento de costos de encribado y enrajado cuadros cónicos.....	119
4.2.2.2 Total costo de sostenimiento del proyecto GL595 SE con cuadros cónicos .	119
4.2.3 <i>Costo por metro de avance Galería 7'x 8'</i>	119
4.3 ANALISIS DEL SISTEMA DE SOTENIMIENTO CON CUADROS CONICOS PROPUESTOS	121
4.4 PRESENTACION DE RESULTADOS.....	122
4.4.1 <i>Resultados estructurales cuadros rectos vs cuadros cónicos</i>	122
4.4.2 <i>Resultados de costo de sostenimiento cuadros rectos vs cuadros cónicos</i>	123
4.5 APORTE DE LA INVESTIGACION	125
CONCLUSIONES.....	128
RECOMENDACIONES	129
BIBLIOGRAFÍA.....	130

INDICE DE TABLAS

Tabla 1: <i>Presentación de las variables</i>	9
Tabla 2: <i>Tipos de excavaciones mineras subterráneas</i>	15
Tabla 3: <i>Recomendaciones según plazo de estabilidad</i>	35
Tabla 4: <i>Accesos a la Minera Chalhuane SAC.</i>	44
Tabla 5: <i>Clasificación Geomecánica RMR (Bieniawski, 1989)</i>	68
Tabla 6: <i>Clasificación Geomecánica RMR-GSI de la GL595SE-Nv.1495</i>	73
Tabla 7: <i>Factor de flambeo para poste de cuadro recto</i>	95
Tabla 8: <i>Módulo de flambeo para cuadros cónicos</i>	104

Tabla 9: <i>Parámetros de cuadros de madera rectos y cónicos</i>	113
Tabla 10: <i>Cálculo de costos de cuadros rectos con redondo de 9 pulgadas (incluye materiales)</i>	115
Tabla 11: <i>Cálculo de costos de encribado cuadros rectos</i>	116
Tabla 12: <i>Cálculo de costos de enrejado cuadros rectos</i>	117
Tabla 13: <i>Costo total de sostenimiento del proyecto con cuadro rectos espaciados a 1.0m</i> ..	118
Tabla 14: <i>Cálculo de costos de cuadros cónicos con redondo de 8pulg.</i>	118
Tabla 15: <i>Costo total de sostenimiento del proyecto con cuadro cónicos espaciados a 1.2m</i>	119
Tabla 16: <i>Costo por metro de avance líneas GL 7'x8'</i>	119

INDICE DE FIGURAS

Figura 1: <i>Tensiones en excavaciones mineras</i>	19
Figura 2: <i>Medición de tensiones verticales en proyectos mineros y de ingeniería civil de todo el mundo. (Según Brown y Hoek 1978)</i>	20
Figura 3: <i>Relación K y profundidad para diferentes módulos de deformación basado en la ecuación de sheorey</i>	21
Figura 4: <i>Constante de esfuerzo K vs profundidad (Hoek & Brown, 1980)</i>	22
Figura 5: <i>Método de Eveling</i>	23
Figura 6: <i>Cálculo de cargas sobre excavaciones</i>	24
Figura 7: <i>Aplicación del Gráfico de Sostenimiento del Sistema Q</i>	27
Figura 8: <i>Análisis Estereográfico para evaluar caída por gravedad o deslizamiento</i>	29
Figura 9: <i>Análisis de “Peso Muerto”</i>	29
Figura 10: <i>Plano de ubicación de la Minera Chalhuane SAC.</i>	45
Figura 11: <i>Método corte y relleno ascendente</i>	55
Figura 12: <i>Plano de la GL595 SE Nv. 1495</i>	56
Figura 13: <i>Tabla geomecánica de Minera Chalhuane SAC (versión 01)</i>	70
Figura 14: <i>Diseño de sostenimiento con malla y Split set sección 2.10m x 2.40m-vista planta</i>	71
Figura 15: <i>Diseño de sostenimiento con malla y Split set sección 2.10m x 2.40m-vista frontal</i>	72
Figura 16: <i>Diseño de sostenimiento con cuadro de madera sección 2.10m x 2.40m-vista frontal</i>	72
Figura 17: <i>Diagrama de rosetas de polos evidenciando fracturamiento principalmente en dirección W-E, en menor medida fracturamiento en dirección NW-SE de la GL595 SE.</i>	75

Figura 18: <i>Diagrama estereográfico compuesto de círculos máximos identificando las Principales Familias y/o Sistemas</i>	76
Figura 19: <i>Distribución del Strength Factor (FS) en la excavación GA595 SE sin sostenimiento, modelada en PHASE2 para una sección de 2.10 m × 2.40 m, bajo condición estática y encampane de 60 m; criterio de aceptación $FS \geq 1.5$</i>	78
Figura 20: <i>Evaluación de la estabilidad de la GL595 SE</i>	80
Figura 21: <i>Evaluación del sostenimiento con la tabla empírica de Barton</i>	82
Figura 22: <i>Identificación de cuñas en la GL595SE con software UNWEDGE</i>	83
Figura 23: <i>Peso y Factor de Estabilidad de Cuñas Identificadas la GL595SE con software UNWEDGE</i>	84
Figura 24: <i>Altura de carga y esfuerzos horizontales y verticales en cuadros rectos</i>	88
Figura 25: <i>Longitud de sombrero de cuadro recto</i>	90
Figura 26: <i>Carga distribuida en el techo con cuadro recto</i>	91
Figura 27: <i>Esfuerzos en el sostenimiento con cuadros de madera cónicos para sección 2.10m x 2.40m</i>	98
Figura 28: <i>Carga distribuida en el techo para cuadros cónicos</i>	99
Figura 29: <i>Carga distribuida en el techo para cuadro cónico</i>	100
Figura 30: <i>Módulo de flambéo</i>	103
Figura 31: <i>Diseño de sostenimiento actual con cuadros rectos de madera</i>	107
Figura 32: <i>Diseño de destajes y espaciamiento de cuadros rectos</i>	108
Figura 33: <i>Aplicación en campo sostenimiento con cuadros rectos en galería 595-Nv.1495 sección 2.10m x 2.40m</i>	109
Figura 34: <i>Diseño de sostenimiento con cuadro cónico de madera</i>	110
Figura 35: <i>Destajes y espaciamiento de cuadros cónicos</i>	111
Figura 36: <i>Aplicación en campo sostenimiento propuesto con cuadros de madera en galería 595-Nv.1495 sección 2.10m x 2.40m</i>	112
Figura 37: <i>Comparativo de factor de seguridad de cuadros rectos y cónicos</i>	122
Figura 38: <i>Comparativo de factor de seguridad de cuadros rectos y cónicos</i>	123
Figura 39: <i>Comparativo de costos</i>	123
Figura 40: <i>Comparativo de costos de sostenimiento de la Gl 595 SE</i>	124

ANEXOS

ANEXO 1: MATRIZ DE CONSISTENCIA	133
ANEXO 2: PLANO TOPOGRAFICO DE LA GL595 SE NV 1495	134
ANEXO 3: PLANO GEOMECANICO DE LA GL595 SE NV 1495.....	135
ANEXO 4: SOSTENIMIENTO CON CUADROS RECTOS	136
ANEXO 5: SOSTENIMIENTO CON CUADROS CONICOS.....	138
ANEXO 6: INSTALACION DE SERVICIOS EN CUADROS DE MADERA.....	140
ANEXO 7: SOSTENIMIENTO CON CUADROS RECTOS EN CAMPO.....	141
ANEXO 8: SOSTENIMIENTO CON CUADROS CONICOS EN CAMPO	142
ANEXO 9: INSTRUMENTOS DE RECOLECCION DE DATOS	143
ANEXO 10: INSTRUMENTO DE PROCESAMIENTO DE DATOS Y CONTROL DE INDICADORES CLAVE DE RENDIMIENTO (KPI).....	145
ANEXO 11: TABLA GEOMECANICA ACTUALIZADA	146
ANEXO 12: REGISTRO DE EVIDENCIAS Y NOTAS DE CAMPO PARA ANALISIS GEOMECANICO DE LA GL 595 SE	147
ANEXO 13: INGRESO DE DATOS SOFTWARE (DIPS,PHASE2 Y UNWEDGE)	151
ANEXO 14: PLANO DE UBICACION MINERA CHALHUANE SAC.....	154
ANEXO 15: MALLA DE PERFORACION AVANCE FRENTE.....	155

INTRODUCCION

La minería subterránea requiere condiciones adecuadas de estabilidad, seguridad y eficiencia económica para asegurar la continuidad de las operaciones. En este marco, el sostenimiento de las excavaciones constituye un componente esencial, ya que influye directamente en la protección del personal, la estabilidad del macizo rocoso y los costos de desarrollo. En Minera Chalhuane S.A.C., el uso de cuadros de madera representa una alternativa aplicada en labores subterráneas; sin embargo, cuando este sistema no se encuentra técnicamente optimizado, puede generar un mayor consumo de materiales y elevar los costos operativos.

En la galería 595-NV-1495 de la veta Sangre de Toro se identificó que el sostenimiento tradicional con cuadros rectos de madera presentaba limitaciones técnicas y económicas relacionadas con el diámetro de los elementos y el espaciamiento empleado. Esta situación motivó la necesidad de rediseñar el sostenimiento, con el propósito de mantener condiciones adecuadas de estabilidad y, al mismo tiempo, reducir los costos de desarrollo de la labor minera. En atención a ello, la presente investigación tuvo como objetivo rediseñar el sostenimiento con cuadros de madera para reducir los costos de desarrollo en la galería 595-NV-1495 de la Minera Chalhuane S.A.C. La hipótesis planteó que dicho rediseño permitiría disminuir estos costos sin comprometer la seguridad ni la estabilidad de la excavación.

Para ello, se desarrolló una investigación aplicada, de nivel correlacional-explicativo y diseño no experimental, sustentada en observación directa, trabajo de campo, trabajo de gabinete, evaluación geomecánica y análisis estructural. Asimismo, se emplearon los softwares DIPS, PHASE2 y UNWEDGE, complementados con cálculos

estructurales de los cuadros de madera. Los resultados demostraron que el rediseño del sostenimiento mediante cuadros cónicos de madera constituye una alternativa técnica y económicamente viable, al reducir los costos de sostenimiento y desarrollo sin afectar la estabilidad requerida para la labor. En ese sentido, el estudio aporta una propuesta aplicable no solo a la galería evaluada, sino también a otras labores subterráneas con características geomecánicas similares.

La tesis se encuentra estructurada en cuatro capítulos. El primero aborda el planteamiento del problema, los objetivos, la justificación, las hipótesis y las variables de estudio. El segundo desarrolla el marco teórico, el marco conceptual y la caracterización del ámbito de investigación. El tercero expone la metodología empleada, así como los procedimientos de evaluación geomecánica y diseño del sostenimiento. Finalmente, el cuarto capítulo presenta los resultados, el análisis comparativo entre el sostenimiento actual y el propuesto, y la evaluación técnica y económica del rediseño.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 ANTECEDENTES DEL PROBLEMA

Diversos estudios en minas subterráneas similares han demostrado que el rediseño del método de soporte, fundamentado en una adecuada caracterización geomecánica del terreno y la evaluación técnica-económica de materiales alternativos, puede generar mejoras sustanciales tanto en la eficacia funcional como en la disminución de gastos. Sin embargo, en Minera Chaluane S.A.C. no se ha implementado hasta ahora una estrategia técnica sistemática para evaluar y rediseñar los cuadros de madera empleados, lo cual representa una oportunidad de mejora significativa.

Sin embargo, este tipo de sostenimiento presenta limitaciones significativas, como una corta vida útil, vulnerabilidad frente a ambientes húmedos y deformaciones estructurales bajo cargas elevadas, lo que incrementa los costos de mantenimiento y reposición (Gómez & Vargas, 2020).

Estudios desarrollados en minas de características geomecánicas similares han evidenciado que la implementación de un rediseño en los sistemas de sostenimiento, considerando análisis técnicos y económicos, permite optimizar el uso de recursos y reducir significativamente los costos operativos (Quispe & Mamani, 2021). En este contexto, se hace evidente que el uso indiscriminado de cuadros de madera sin un diseño estructural adaptado a las condiciones del terreno puede generar sobrecostos en el desarrollo de galerías y comprometer la seguridad del personal.

1.2 PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACION:

La extracción subterránea constituye una labor fundamental para la adquisición de recursos minerales, aunque también enfrenta varios desafíos vinculados a la seguridad, la eficiencia operativa y la perdurabilidad financiera. Dentro del marco de la Minera Chalhuane SAC, se ha identificado que la galería 595-NV-1495 presenta deficiencias en su sistema de sostenimiento, lo cual no solo puede comprometer la seguridad de los trabajadores, sino que también puede incrementar significativamente los costos de desarrollo, especialmente en el uso de soporte mediante estructuras de madera.

Por tanto, surge la necesidad de rediseñar el método de soporte con estructuras de madera en el galería 595-NV-1495 de la Minera Chalhuane SAC, con la finalidad de maximizar el aprovechamiento de recursos, incrementar la eficacia funcional y disminuir los gastos de desarrollo. Este rediseño debe lograr un equilibrio entre la resistencia estructural, costos operativos, y la protección durante las actividades extractivas, asegurando que el nuevo sistema no solo sea más económico, sino también más eficiente en términos de tiempo, recursos y mantenimiento.

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA:

1.2.1 Problema general de investigación

¿Cómo el rediseño de sostenimiento con cuadros de madera puede contribuir a la reducción de costos de desarrollo en la galería 595-NV-1495 de la Minera Chalhuane SAC?

1.2.2 Problemas específicos de la investigación

- a) ¿Qué diseño de sostenimiento con cuadros de madera garantiza la estabilidad de la galería 595-NV-1495 de la Minera Chalhuane S.A.C.?
- b) ¿Qué variación en los costos de desarrollo se obtiene al comparar el sostenimiento actual con el rediseño de cuadros de madera en la galería 595-NV-1495 de la Minera Chalhuane S.A.C.?

1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN:

1.3.1 Objetivo general

Rediseñar el sostenimiento con cuadros de madera con el propósito de reducir los costos de desarrollo en la galería 595-NV-1495 de la Minera Chalhuane S.A.C.

1.3.2 Objetivos específicos

- a) Diseñar un sistema de sostenimiento con cuadros de madera que garantice la estabilidad de la galería 595-NV-1495 de la Minera Chalhuane S.A.C.
- b) Determinar la variación en los costos de desarrollo mediante la comparación entre el sostenimiento actual y el rediseño de cuadros de madera en la galería 595-NV-1495 de la Minera Chalhuane S.A.C.

1.4 JUSTIFICACIÓN, IMPORTANCIA Y DELIMITACION DE LA INVESTIGACION

1.4.1 Justificación de la investigación

Este estudio se sustenta en la urgencia de identificar el diseño óptimo de soporte con estructuras de madera mediante la aplicación de programas especializados y estimaciones de esfuerzos de tracción y compresión, con el propósito de conservar la solidez del conjunto rocoso en nuestras instalaciones mineras.

Mediante la reformulación del soporte con cuadros de madera apropiadas y justificadas se logrará minimizar la posibilidad de error estructural, reducir el peligro de derrumbe de las operaciones y establecer parámetros concretos para el sostenimiento con cuadros de madera.

El presente estudio se enfoca en la reformulación del método de sostenimiento en la galería 595-NV-1495 con cuadros de madera, buscando no solo resolver los problemas identificados en la estabilidad y costos de desarrollo, sino también contribuir a una mejor eficiencia económica en la Minera Chalhuane S.A.C. Este proyecto tiene el potencial de convertirse en un modelo de buenas prácticas aplicables en otros contextos mineros similares, mejorando así la competitividad y sostenibilidad de la industria.

1.4.2 Importancia de la investigación

Reformulación del método de soporte mediante cuadros de madera en la galería 595-NV-1495 de Minera Chalhuane SAC es sumamente importante desde las perspectivas técnica y financiera, dado que podría generar una influencia significativa en los gastos de operación, el rendimiento y la protección

de las actividades mineras subterráneas. A continuación, se presentan los aspectos clave que resaltan la relevancia de este estudio de investigación:

- Reducción de costos operativos
- Mejora de la eficiencia operativa
- Optimización del uso de materiales
- Aseguramiento de la seguridad y estabilidad
- Contribución al conocimiento en el sector minero
- Impacto en la competitividad de la empresa

1.4.3 Delimitación de la investigación

a) Delimitación espacial

Esta investigación se desarrolló en la Región de Arequipa, en la Provincia de Condesuyos, Distrito de Río Grande, en la Unidad Minera Chalhuane S.A.C.

b) Delimitación temporal

El periodo de ejecución abarca desde noviembre de 2024 hasta abril de 2025.

1.5 ALCANCE DE LA INVESTIGACION

El alcance del estudio se limitará a la galería 595-NV-1495 dentro de la Minera Chalhuane S.A.C. Los hallazgos y propuestas de rediseño se aplicarán exclusivamente a esta galería y sus características operativas y geológicas.

Está definido por los objetivos y las áreas específicas que se tratarán en el estudio. Este proyecto se enfocará en mejorar los sistemas de sostenimiento de galerías subterráneas utilizando cuadros de madera, evaluando los aspectos técnicos y

económicos del rediseño. A continuación, se describen los alcances y las áreas que se abordarán

- Evaluación del Sistema de Sostenimiento Actual
- Identificación de Factores de Costos
- Rediseño del Sistema de Sostenimiento
- Evaluación Técnica y Económica del Rediseño
- Análisis Comparativo con el Sistema Actual

1.6 HIPÓTESIS

1.6.1 Hipótesis General

- a) El rediseño del sostenimiento con cuadros de madera permitirá reducir los costos de desarrollo en la galería 595-NV-1495 de la Minera Chahuane S.A.C.

1.6.2 Hipótesis Específicos

- a) El diseño de un sistema de sostenimiento con cuadros de madera garantizará la estabilidad de la galería 595-NV-1495 de la Minera Chahuane S.A.C.
- b) El rediseño del sostenimiento con cuadros de madera reducirá los costos de desarrollo respecto al sostenimiento actual en la galería 595-NV-1495 de la Minera Chahuane S.A.C.

1.7 VARIABLES E INDICADORES

1.7.1 Variable independiente

X1: rediseño de sostenimiento con cuadros de madera

1.7.2 Variable dependiente

Y1: reducción de costos de desarrollo

1.7.3 Operacionalización de las variables

Tabla 1: *Presentación de las variables*

TIPO DE VARIABLE	VARIABLE	DIMENSIONES	INDICADOR
Independiente		Factor de seguridad sombrero y poste	Ratio
	Rediseño de sostenimiento con cuadros de madera.	Cuadros	Diámetros postes y sombrero(pulgadas). Espaciamiento(m).
		Estructura del diseño	Cambios en el diseño
Dependiente	Reducción de costos de desarrollo	Costo de sostenimiento con cuadro antes y después.	US\$

Nota. Elaboración propia.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION

2.1.1 Antecedentes a nivel nacional e internacional

A nivel internacional

Enderica F. (2019), en su trabajo de investigación, “Caracterización de la capacidad frente al pandeo de las maderas más empleadas en la fortificación de túneles bajo distintas condiciones de humedad”, elaborada en la Universidad del Azuay– Ecuador, señala que entre todas las fuerzas que pueden incidir sobre los cuadros de madera, la resistencia a la tracción supera a la resistencia a la compresión, alcanzando aproximadamente un 50%, mientras que la resistencia al corte constituye apenas el 10% del valor correspondiente a la tracción. Asimismo, se indica que los diversos componentes de una estructura pueden fallar por múltiples causas, dependiendo de los materiales utilizados, las clases de cargas, las uniones y los apoyos. Buena parte de estas fallas podría prevenirse dimensionando adecuadamente los elementos, de forma

que las tensiones y deformaciones extremas permanezcan dentro de rangos tolerables, efectuando los cálculos con base en la resistencia y la rigidez. No obstante, también se presentan fallas asociadas a la inestabilidad o al pandeo, las cuales pueden manifestarse en elementos estructurales delgados sometidos a esfuerzos de compresión. En tales circunstancias, la pieza puede desarrollar una flexión lateral considerable, lo que podría llevar al fallo de éste.

Burgos S. (2015), en su trabajo de investigación titulado. “Elaboración de instrumentos de planificación para garantizar la firmeza de excavaciones con acceso de trabajadores”, tesis presentada para alcanzar el título de magíster en la Universidad de Chile, expone que existe una fluctuación en los valores del F.S. según los distintos tipos de pernos. Esto evidencia que la clase de anclaje empleada incide directamente en la estabilidad que se otorga al macizo, aspecto que no se considera dentro del método convencional de diseño de soporte. Esta distinción entre componentes brinda flexibilidad al diseño y posibilita aplicar con mayor precisión las exigencias de estabilidad conforme a las opciones que ofrece el mercado para el empleo de pernos. el procedimiento de valoración de emprendimientos mineros, particularmente en la minería de escala intermedia.

Este enfoque es particularmente relevante en la valoración de emprendimientos extractivos, especialmente en la minería de nivel medio. Respecto al coeficiente de estabilidad planteado en esta investigación, con el propósito de incorporar casos y comprobar las clases de firmeza, se efectúa un examen empleando el procedimiento de luz crítica (Ouchi, 2008), para analizar la conducta del coeficiente dentro de un enfoque sustentado en registros históricos.

A nivel Nacional

Arana G. (2019), en su trabajo de investigación titulado “Estudio geomecánico para determinar el tipo de soporte en la unidad minera Apminac Pulpera Caylloma – Arequipa”, trabajo presentado para obtener el grado de Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco, determina que el sistema de sostenimiento mediante estructuras de madera, destinado a resistir los esfuerzos presentes en la mina, debe adaptarse a la dirección predominante de las tensiones. En las áreas donde los esfuerzos verticales son más elevados, se recomienda emplear cuadros rectos (nivel 20, tanto en zona mineralizada como no mineralizada); mientras que en los sectores donde predominan los esfuerzos horizontales, se sugiere el uso de cuadros cónicos con una inclinación de 82° respecto a la línea horizontal (nivel 40).

Herrera E. (2021), en su trabajo de investigación titulado “Análisis geomecánico para la planificación del sistema de soporte del túnel de exploración Chaquicocha fase II – Minera Yanacicha SRL, 2018”, tesis presentada para alcanzar el grado profesional de Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional de Cajamarca. Su investigación menciona que, para cada clase de roca existente en la obra, se debe evaluar la estabilidad de la excavación tanto en su estado natural como con la instalación del sostenimiento. Este estudio se ejecuta mediante el uso del programa informático geomecánico Phase2 V 8.0, lo que permite obtener los siguientes resultados:

Regular Tipo III-B: Sin refuerzo, el coeficiente de estabilidad F.S. alcanza un valor de 0.95, lo que evidencia que la resistencia del macizo rocoso resulta insuficiente ante las cargas que inciden sobre la excavación, por ende, es necesario aplicar un

sistema de sostenimiento. En cambio, al instalar el soporte sugerido para esta clase de roca, conformado por una capa de shotcrete de 2 pulgadas y anclajes Split Set de 8 pies de largo con una separación de 1.2 m, arroja un coeficiente de estabilidad F.S. de 1.58, lo cual indica que, bajo estas condiciones de refuerzo, la excavación presenta estabilidad y confiabilidad.

Regular Tipo III-A: Sin refuerzo, se obtiene un coeficiente de estabilidad F.S. de 1.05. Este resultado evidencia que el sistema se encuentra en un punto de equilibrio crítico y requiere soporte debido a que corresponde a una labor de carácter permanente. Considerando la propuesta de refuerzo —shotcrete de 2 pulgadas y anclajes Split Set de 8 pies de longitud con una separación de 1.5 m— se logra un F.S. de 1.65. Este resultado demuestra que la aplicación del sostenimiento incrementa la capacidad resistente del macizo, generando así condiciones de estabilidad en la operación.

Buena Tipo II: Sin refuerzo, se determina un coeficiente de estabilidad F.S. de 1.11. Este valor indica que la resistencia del macizo supera ligeramente las fuerzas que actúan sobre la excavación, por lo cual no asegura condiciones de estabilidad adecuadas para una labor continua. Considerando el sistema de soporte conformado por una capa de shotcrete de 2 pulgadas y anclajes Split Set de 8 pies de longitud con una separación de 1.7 m, se obtiene un F.S. de 1.75. Este resultado evidencia que la aplicación del sostenimiento refuerza la capacidad estructural del macizo y garantiza la firmeza de las excavaciones.

2.2 MARCO CONTEXTUAL

2.2.1 Diseño Geomecánico de excavaciones

Osinergmin (2017), las labores mineras pueden distinguirse entre excavaciones que permiten o no el ingreso de trabajadores. Las prácticas adecuadas de planificación, en ambos casos, serán las que reduzcan la probabilidad de desprendimientos rocosos. Hay diversos procedimientos de diseño de excavaciones subterráneas aceptados y utilizados habitualmente en el ámbito minero. Debido a que resulta complejo separar el diseño de una excavación del planteamiento del soporte o sostenimiento, gran parte de estos procedimientos combinan ambos elementos. Los enfoques de diseño que mostraremos en este manual se agrupan de la siguiente manera:

- Métodos empíricos, que analizan la estabilidad tomando en cuenta la práctica acumulada o la experiencia previa junto con el comportamiento actual de la mina para proyectar su respuesta futura.
- Métodos analíticos a través de algoritmos numéricos, respuestas determinadas, fundamentos de la física tradicional y esquemas de resistencia.
- Métodos observacionales que se fundamentan en la observación del macizo rocoso y la comprobación de su respuesta (este procedimiento no se considera en la guía porque su utilización se orienta principalmente a construcciones subterráneas de carácter civil)

2.2.2 Tipos de excavaciones subterráneas

De acuerdo con su función existe una amplia variedad de clases de excavaciones dentro de una mina subterránea, como se muestra en la tabla 2, las cuales

permiten el acceso y desplazamiento del personal, maquinaria, mineral, desmonte, suministros y demás servicios. Con fines de diseño, considerando la duración operativa de las excavaciones subterráneas, estas se han clasificado en dos grupos principales: excavaciones mineras permanentes y excavaciones mineras transitorias.

Tabla 2

Tipos de excavaciones mineras subterráneas

Excavaciones mineras permanentes	Excavaciones mineras temporales
Rampas principales	Tajeos de explotación
Rampas	Galerías
Bypass	Subnivel de acceso
Chimeneas principales de ventilación	Crucero de acceso a tajeo local
Chimeneas principales de servicios	Crucero de extracción
Chimeneas <i>ore pass</i> principales	Cruceros de servicios (agua, aire, relleno, etc.)
Inclinados	Chimeneas o Slots de producción
Desarrollos del nivel principal	Chimeneas de ventilación de tajeos
Rutas de escape	Chimeneas de servicios de tajeos
Refugios	Chimeneas <i>ore pass</i> de tajeos, etc.
Cargaderos	
Áreas de oficinas y comedor	
Cámaras de refugio	
Salas de reuniones y/o monitoreo.	
Bodegas mineras	
Polvorines subterráneos	
Sub estaciones eléctricas	
Estaciones de primeros auxilios	
Excavaciones de chancado	
Estaciones de bombeo principal	
Áreas de talleres	
Estacionamiento vehicular, etc.	

Nota. Datos obtenidos de Osinergmin (2017)

2.2.2.1 Excavaciones mineras permanentes

Se entiende que en este tipo de excavaciones el personal circulará de manera continua durante buena parte del periodo de operación de la mina. Estas labores deben ajustarse a todas las exigencias técnicas de diseño y ejecución para un intervalo que iguale o exceda la duración de la explotación minera; esto incluye tanto labores

horizontales como verticales, como las rutas principales de ingreso y los conductos esenciales de servicio. El requerimiento funcional consiste en garantizar que la estabilidad de las excavaciones permanentes se conserve a largo plazo o durante toda la vida útil de la mina. En numerosos casos será imprescindible efectuar revisiones periódicas con el fin de verificar que las condiciones del sostenimiento permanezcan en estado funcional (Osineergmin, 2017).

2.2.2.2 Excavaciones mineras temporales

Las labores mineras de carácter temporal corresponden principalmente a aquellas excavaciones que integran la infraestructura de explotación de un bloque mineral, realizadas con fines de corta duración (menos de tres meses) o de mediana duración (menos de un año). Estas labores servirán como vías de acceso mientras se lleve a cabo la extracción del tajeo de manera segura. Su diseño y ejecución presentan un nivel de exigencia menor; no obstante, deben ajustarse también a las condiciones técnicas que garanticen su estabilidad por un periodo mayor al previsto. El personal ingresará y trabajará dentro de estas labores durante el tiempo que dure la explotación del tajeo. El propósito operativo consiste en asegurar que la excavación conserve su estabilidad durante el periodo corto o intermedio, conforme a su naturaleza y objetivo específico (Osineergmin, 2017).

2.2.3 *Diseño de sostenimiento en minería subterránea*

El soporte en excavaciones subterráneas tiene como propósito garantizar, regular y conservar su estabilidad, con el objetivo de ofrecer un entorno laboral

seguro y permitir el ingreso a las labores internas. Para su concepción será necesario considerar los siguientes aspectos:

- Las características del macizo rocoso.
- La influencia de esfuerzos naturales e inducidos.
- La dirección de la excavación con relación los rasgos estructurales.
- La forma y las dimensiones de la excavación.
- La capacidad de deformación del cuerpo rocoso y de los componentes de soporte con el propósito de que la concepción garantice la duración útil prevista de la perforación.

El lapso ocurrido entre la realización de la perforación y la colocación del soporte variará conforme a las propiedades del cuerpo rocoso.

En formaciones rocosas de alta calidad, la implementación del soporte podrá postergarse; de lo contrario, su colocación tendrá que efectuarse de manera inmediata: “el montaje demorado del sostenimiento en una sección específica propicia la liberación y alivio del cuerpo rocoso, pudiendo originar signos de inestabilidad”. (LOM, 2015).

Tomando en cuenta la forma en que influye sobre la roca, el sostenimiento podrá ser de tipo activo o pasivo:

- Soportes pasivos: operan sobre la superficie de la excavación o dentro de ella (por ejemplo, estructuras metálicas, marcos de madera, concreto proyectado (shotcrete) y pernos adheridos con cemento). Estos componentes pasivos necesitan que la masa rocosa se mueva o se deforme antes de

comenzar a funcionar como refuerzo. (Aquellos sostenimientos colocados en la superficie también se denominan, además de soporte pasivo, como refuerzo de roca).

- Sostenimientos activos: operan dentro del cuerpo rocoso (por ejemplo, pernos de anclaje pretensados y cables de anclaje pretensados). Poseen la capacidad de brindar refuerzo al macizo desde el momento mismo de su colocación, permitiendo que la roca genere una zona de compresión y contribuya a la estabilidad de la excavación (refuerzo del macizo rocoso).

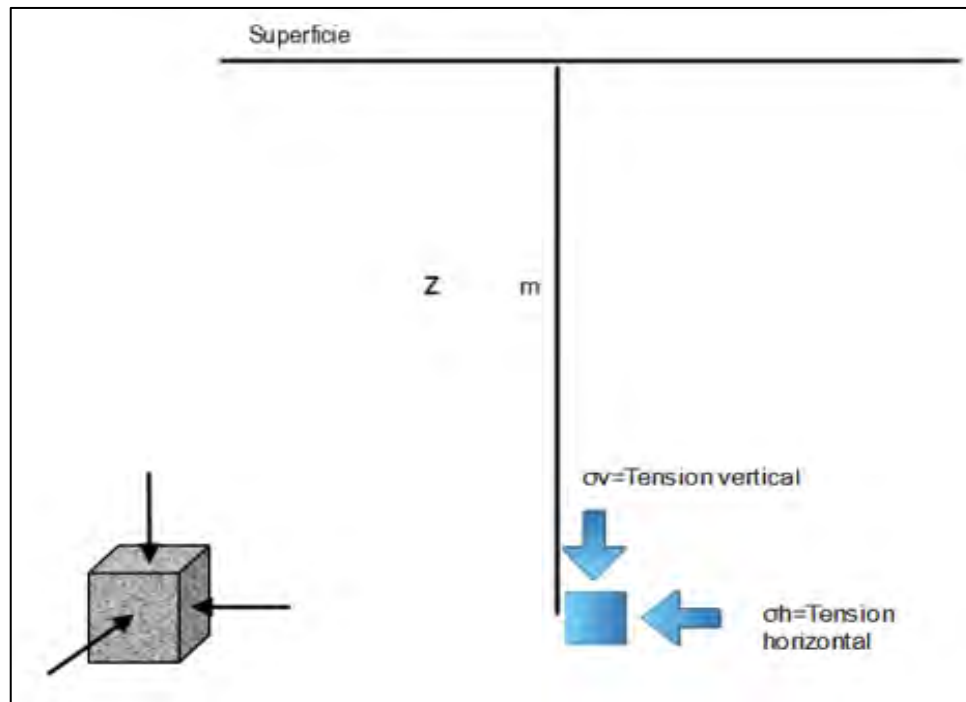
La clase de soporte que se utilizará dependerá de las exigencias operativas de la excavación, las propiedades del cuerpo rocoso, la maquinaria empleada en la construcción y los gastos asociados a su colocación.

En la obra deberá incorporarse un programa de supervisión que posibilite determinar de manera confiable el comportamiento del soporte y los movimientos del cuerpo rocoso adyacente, tanto durante las diversas etapas de construcción como en las de operación. (LOM, 2015).

Para el dimensionamiento del soporte en excavaciones subterráneas se puede emplear análisis numéricos, técnicas de equilibrio límite y enfoques empíricos. Se aconseja efectuarlo utilizando al menos dos métodos distintos, con el fin de establecer una comparación.

2.2.3.1 Tensiones in-situ

Presiones naturales, que se generan por el producto de la roca suprayacente al elemento analizado.

Figura 1*Tensiones en excavaciones mineras*

Nota. Datos obtenidos de Osinergmin (2017)

$$\sigma_v = Z * \gamma_r$$

Donde:

σ_v = Tensión vertical (MPa)

γ_r = Peso específico del macizo rocoso (MN/m³)

Z = Profundidad desde la superficie a la zona de análisis (m)

2.2.3.2 Tensiones principales mayor y menor

Relación de esfuerzos

$$K = \sigma_h / \sigma_v$$

Donde:

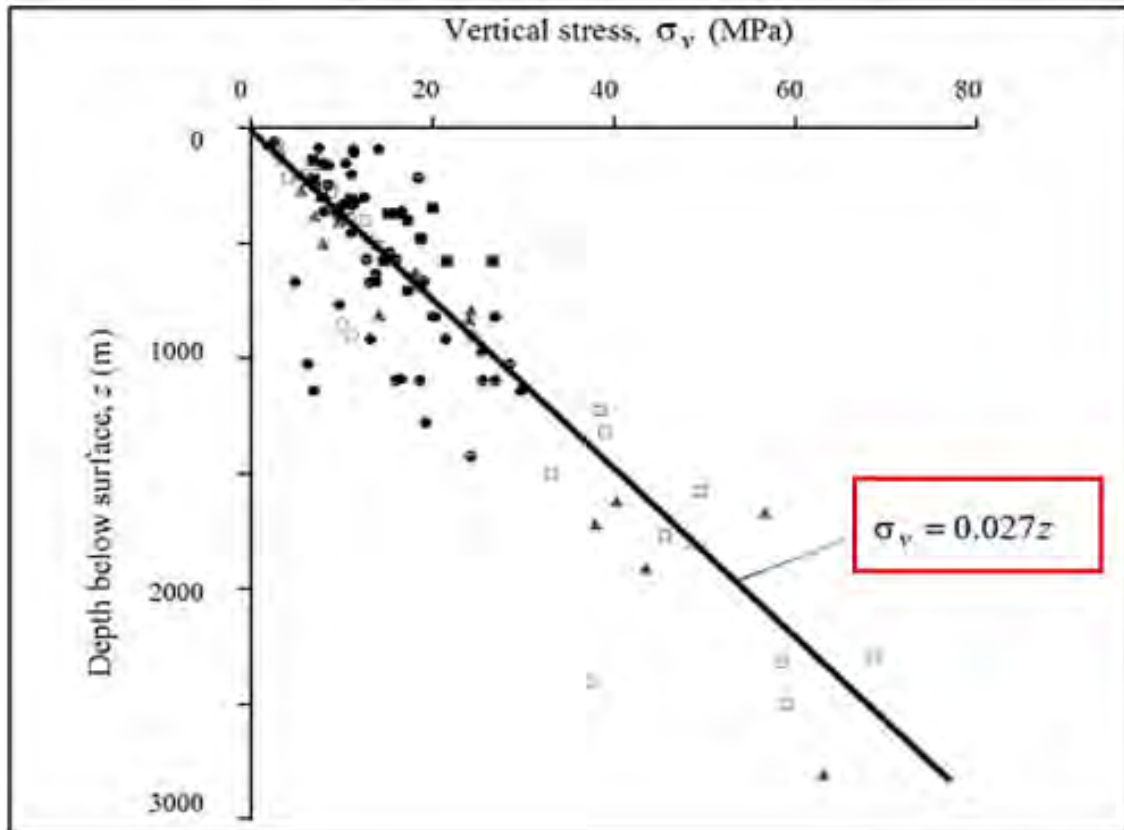
K = Relación de tensiones

σ_v = Tensión vertical

σ_h =Tensión horizontal

Figura 2

Medición de tensiones verticales en proyectos mineros y de ingeniería civil de todo el mundo. (Según Brown y Hoek 1978)



Nota. Datos obtenidos de Osinergmin (2017)

2.2.3.3 Relación de tensiones Horizontal y vertical(k)

Otra forma de poder hallar la relación de esfuerzos “K” en base a la relación de Poisson de la masa rocosa en base a la relación:

$$K = \nu (1 - \nu)$$

Donde:

ν = Relación de Poisson (Valor adimensional)

K = Relación de esfuerzos (Valor adimensional)

Sheorey en el año 1994, desarrolló un modelo de tensiones.

$$K = 0.25 + 7 * E_h * (0.001 + 1/Z)$$

Donde:

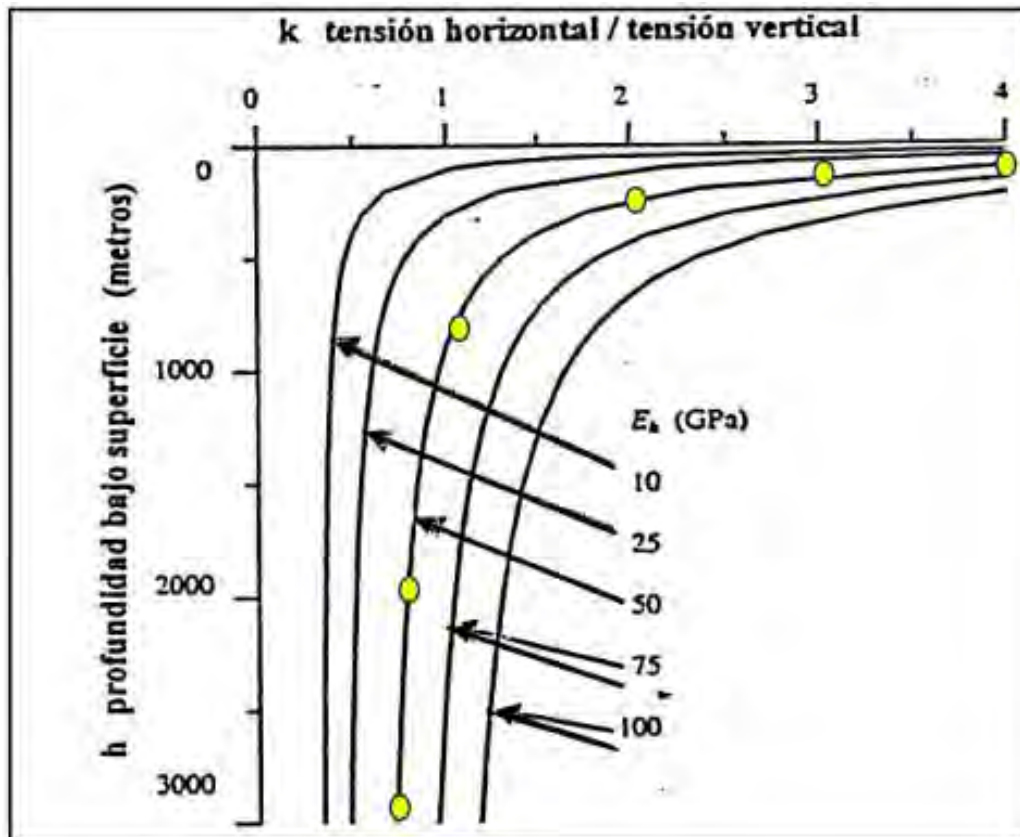
K = Relación de tensiones

E_h = Modulo de deformación horizontal del macizo rocoso (GPa)

Z = Profundidad (m)

Figura 3

Relación K y profundidad para diferentes módulos de deformación basado en la ecuación de sheorey

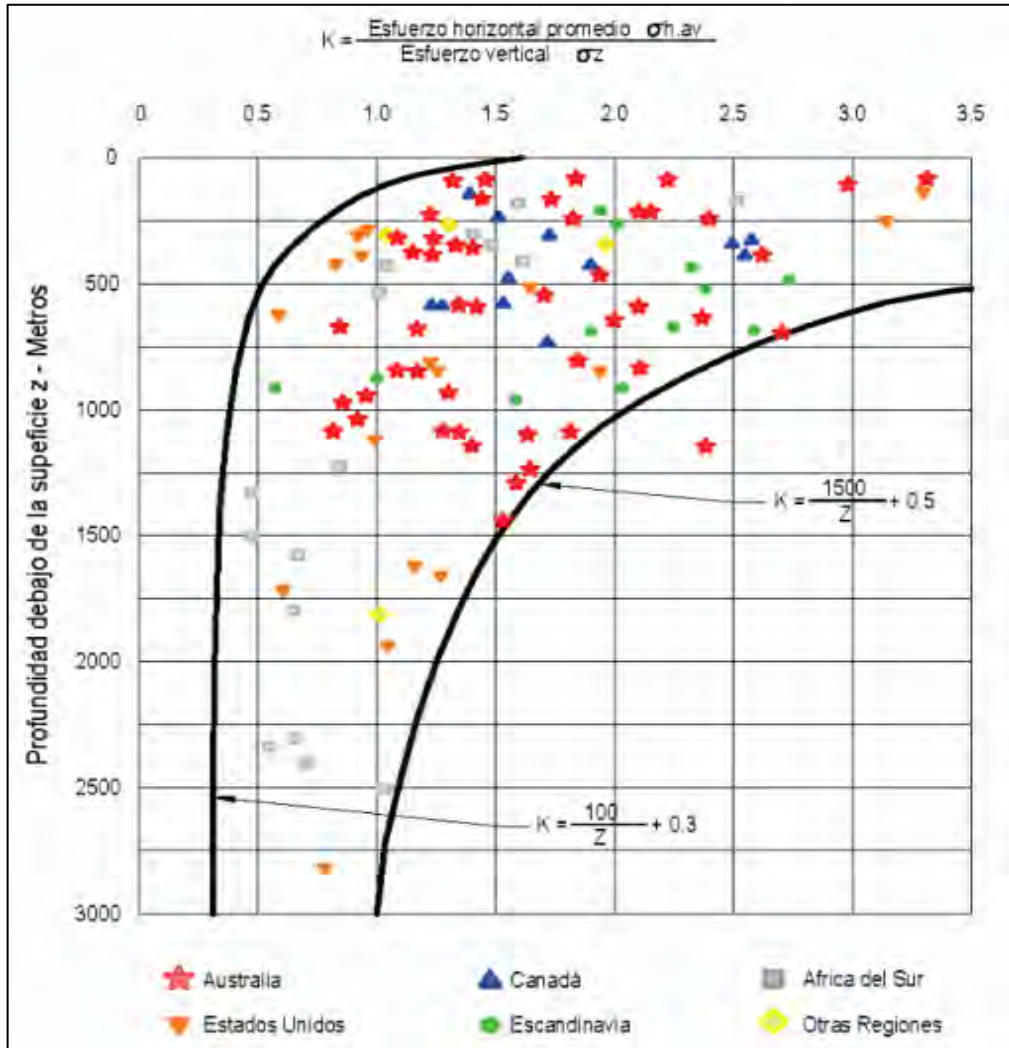


Nota. Datos obtenidos de Osinergmin (2017).

2.2.3.4 Cálculo de tensiones Horizontales y verticales

Figura 4

Constante de esfuerzo K vs profundidad

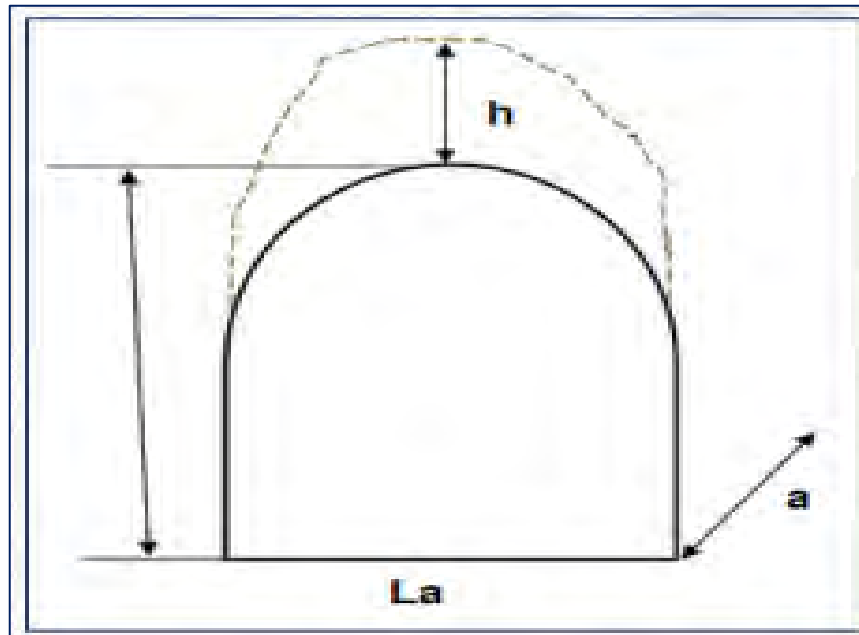


Nota. Gráfico adaptado de Hoek y Brown (1980).

2.2.3.5 Cálculo de cargas sobre excavaciones subterráneas

Método de Eveling.

Este investigador define la altura afectada o zona plástica (h) como una función del ancho de la excavación subterránea y le otorga un coeficiente de carga alfa (α), el cual varía según la calidad del cuerpo rocoso, tal como se muestra a continuación:

Figura 5*Método de Eveling*

Nota. Datos obtenidos de Osinergmin (2017).

$$h = \alpha * La$$

Donde:

h = Es la altura de la zona perturbación o zona plástica de la roca (m)

α = Factor de carga que depende de la calidad del macizo.

La = Ancho de la excavación (m)

Calidad de roca	Valor de α
roca buena	0.25
roca regular	0.5
roca mala	1.0-2.0

Una vez calculada la magnitud de alteración o del sector plástico, podemos determinar la presión ejercida por metro cuadrado sobre la excavación subterránea con la siguiente ecuación:

$$\sigma_t = \gamma r * h$$

Donde:

σ_t = Esfuerzo actuante sobre la excavación (ton/m²)

Si deseamos expresar la carga uniformemente distribuida a lo largo del techo de la excavación por metro, podemos expresarla de la siguiente manera:

$$q_t = \sigma_t * a$$

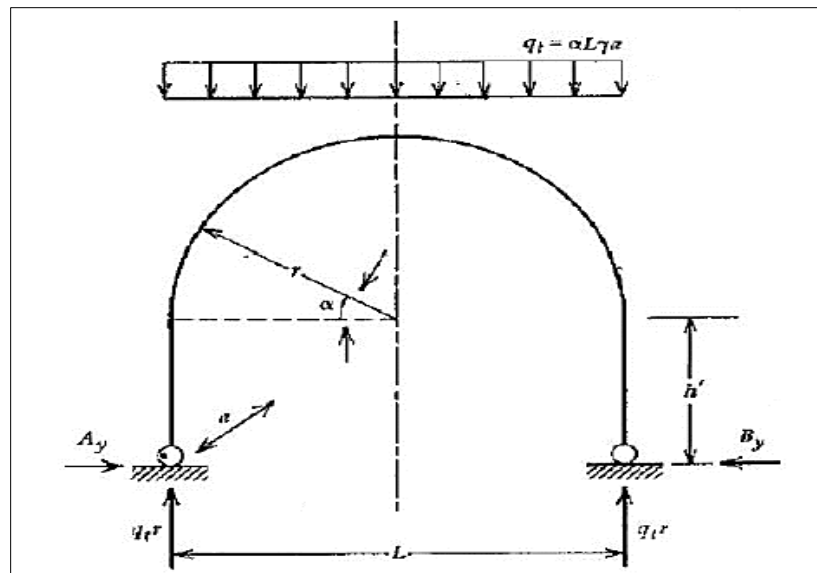
Donde:

a = Espaciamiento entre elementos estructurales de sostenimiento (m)

σ_t = Esfuerzo actuante sobre la excavación (ton/m²)

Figura 6

Cálculo de cargas sobre excavaciones



Nota. Datos obtenidos de Osinergmin (2017).

Para tener una idea más real de la carga que actúa sobre la excavación subterránea a continuación calcularemos el peso total que representa la altura “h” de perturbación con la ecuación:

$$P_t = \alpha * L a^2 * a * \gamma_r$$

Método del índice RMR (Rock Mass Rating de Bieniawski, 1989)

Desarrollado por Unal (1983), este autor considera la altura de perturbación o zona plástica de la masa rocosa, como una función del RMR (Rock Mass Rating), y el ancho de la excavación subterránea, tal lo muestra la siguiente ecuación:

$$h_t = \frac{100 - RMR}{100} * L a$$

La presión ejercida sobre la excavación viene determinada por la siguiente ecuación:

$$P = \frac{100 - RMR}{100} * L a * \gamma_r$$

Donde:

h_t = Altura de perturbación del macizo rocoso (m)

$L a$ = Ancho de la labor subterránea (m)

γ_r = Peso específico de la masa rocosa (Kg/m³)

RMR= Rock Mass Rating (Clasificación geomecánica de la masa rocosa).

Método del Índice “Q” Barton.

Desarrollado también por Unal en el año 1983, basándose en la clasificación del macizo rocoso realizado por Barton, donde podemos determinar la presión sobre la excavación subterránea, utilizando la siguiente ecuación.

$$Pr = \frac{2 * Jn^{1/2} * Q^{1/3}}{3 * Jr}$$

Donde:

Pr=Presión sobre la excavación subterránea (kg/cm²)

Jn= Índice de diaclazado o familias de diaclasas en el macizo rocoso

Jr= Índice de rugosidad de las discontinuidades o juntas.

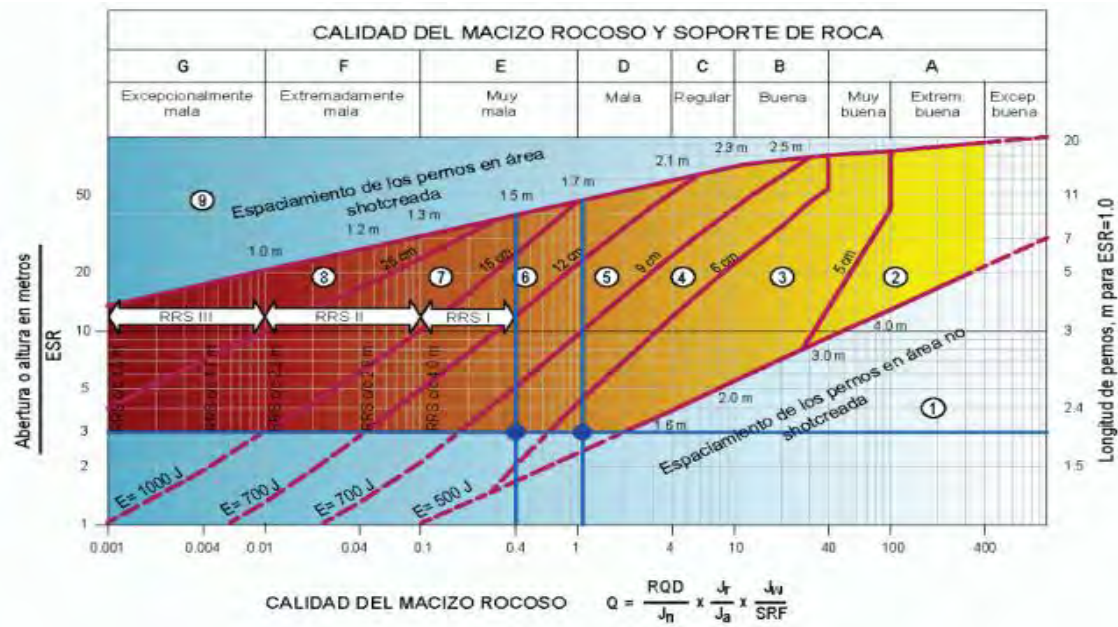
Q= Calidad del macizo rocoso. Par tres familias de discontinuidades (Jn=9) y la expresión anterior se convierte en:

$$Pr = \frac{2 * Q^{1/3}}{Jr}$$

A continuación, mostramos un diagrama fundamentado en más de 1000 casos de túneles donde se analizaron sus dimensiones equivalentes, los sostenimientos ocupados y los valores de Q. Este diagrama sirve como orientación para el diseño de sostenimientos permanentes en túneles

Figura 7

Aplicación del Gráfico de Sostenimiento del Sistema Q



CATEGORÍAS DE REFUERZO

- ① Sin soporte o emperrado puntual
- ② Emperrado puntual, SB
- ③ Emperrado sistemático más shotcrete proyectado con espesor 5-6 cm con fibra, B + Sfr
- ④ Emperrado sistemático más shotcrete proyectado con espesor 6-9 cm con fibra, Sfr(E500) + B
- ⑤ Emperrado sistemático más shotcrete proyectado con espesor 9-12 cm con fibra, Sfr(E700) + B
- ⑥ Cimbra, emperrado sistemático y shotcrete proyectado con espesor 12-15 cm con fibra, Sfr(E700) + RRSI + B
- ⑦ Cimbra, emperrado sistemático y shotcrete proyectado con espesor > 1.5 cm con fibra, Sfr(E1000) + RRSII + B
- ⑧ Revestimiento con concreto, CCA o Sfr(E1000) + RRSIII + B
- ⑨ Evaluación especial
Espaciamiento de pernos principalmente basado con Ø20 mm
E = Absorción de energía en fibra reforzada con shotcrete proyectado
ESR = Radio de soporte de la excavación
Áreas con líneas de daño que no tiene data empírica

RRS- Espaciamiento relacionado con el valor de Q

- Si 30/6 Ø16 - Ø20 (abertura de 10 m)
D40/6+2 Ø16 - 20 (abertura de 20 m)
- Si 35/6 Ø16 - 20 (abertura de 5 m)
D45/6+2 Ø16 - 20 (abertura de 10 m)
D55/6+4 Ø20 (abertura de 20 m)
- D40/6+4 Ø16 - 20 (abertura de 5 m)
D55/6+4 Ø20 (abertura de 10 m)
Evaluación especial (abertura de 20 m)

Simbología:
Si30/6= Única capa de concreto proyectado más 6 pernos de anclaje
D = Doble capa de refuerzo
Ø16 = Pernos de diámetro de 16 mm
c/c = Espaciamiento RSS, Centro - Centro

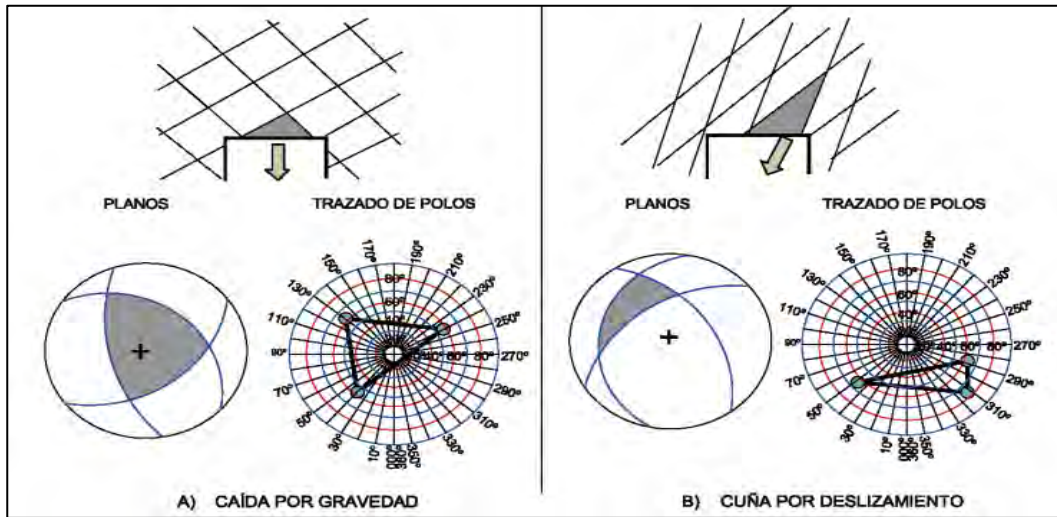
Nota. Datos obtenidos de Osinergmin (2017).

Método de Peso Muerto

Según Osinergmin (2017), Un procedimiento elaborado por Rimas Pakalnis (Pakalnis, 2008) expone un método analítico que integra el cálculo del factor de seguridad para una excavación minera. Este método se utiliza para estimar el riesgo de aparición de una estructura desfavorable mediante un análisis de tipo analítico, como el que ofrece el programa “Unwedge” (Rocscience, 2008). La fase inicial del estudio comprende verificar la posibilidad de que se forme una cuña de “peso muerto”, utilizando para ello un examen básico en un estereograma (ver Figura 9). Si los círculos mayores (“Triángulo”) de los conjuntos de discontinuidades rodean el punto central, existe la posibilidad de un colapso provocado por la acción gravitatoria. En cambio, cuando dichos círculos no abarcan el centro, se producirá un deslizamiento en forma de cuña. Una vez determinado que puede generarse una caída de cuña por efecto de la gravedad (peso muerto), se puede asumir de manera conservadora que la altura del bloque o cuña equivale al 50 % del ancho de la excavación. (ver Figura 10). Estudios realizados por Beauchamp (2006) y MacLaughlin (2005) señalan que la profundidad de la cuña que falla oscila entre 0.3 y 0.5 del ancho de la excavación, sustentado en casos de techos derrumbados y simulaciones numéricas. No obstante, en ocasiones se presentan estructuras desfavorables dentro del cuerpo rocoso que deben ser analizadas mediante procedimientos analíticos. (por ejemplo: Unwedge).

Figura 8

Análisis Estereográfico para evaluar caída por gravedad o deslizamiento



Nota. Datos obtenidos de Osinergmin (2017).

Figura 9

Análisis de "Peso Muerto"



Nota. Datos obtenidos de Osinergmin (2017).

2.2.4 Tipos de sostenimiento de mina subterránea

Hay múltiples clases de soporte para excavaciones, que pueden emplearse de manera independiente o junto con otros sistemas para garantizar la estabilidad de las labores mineras.

Estos son:

- Pernos de anclaje.
- Cables de acero.
- Revestimiento de concreto.
- Concreto lanzado (simple o reforzado con fibra).
- Puntales de madera.
- Paquetes de madera (Wood pack).
- Cuadros de madera con encribado de madera.
- Cimbras metálicas.
- Cimbras cedentes.
- Gatas hidráulicas.
- Malla metálica eslabonada y electrosoldada.
- Relleno (simple o cementado).
- Pernos autoperforantes con relleno cementado (para rocas blandas)
- Elementos de pre-soporte (micropilotes y spilling bars)

2.2.4.1 Sostenimiento con cuadro de madera

La madera en la actualidad en algunas minas a pequeña escala en Perú es aun de uso muy importante e insustituible por las características de sus operaciones mineras porque es un material de baja densidad, de fácil transporte y manipulación sencilla dentro de los sistemas de sostenimiento.

La madera más utilizada en las minas es el Eucalipto, el cual posee una densidad de 0.73 g/cm^3 y una resistencia a la flexión de $1\ 200 \text{ kg/cm}^2$, que lo convierte aproximadamente en once veces menos pesada que el acero, pero el doble de quebradiza que el acero; esto convierte a la madera de eucalipto en un material rentable cuando se utiliza en los sistemas de sostenimiento como: puntales de sostenimiento, Puntales en línea, cuadros de madera, etc.

Es en este sentido que la madera presenta tanto beneficios como limitaciones al emplearse en labores mineras. Sin embargo, su utilización ya no es tan común como en el pasado.

Las ventajas son las siguientes:

- Es ligera para transportar.
- Se corta, maneja e instala de manera fácil.
- Se rompe o falla a través de las formaciones fibrosas, proporcionando indicios visuales y auditivas antes de que se produzca una falla total, lo que representa para los mineros una ventaja psicológica.
- Las piezas o trozos de madera pueden volverse a ser usada en la formación de cuñas, topes, relleno, etc.

Las desventajas son las siguientes:

- Susceptible al ataque de hongos y la humedad.
- Las resistencias mecánicas, tales como: Flexión, tensión, flambeo, compresión y cortante, dependen de las características de las fibras que componen la madera y de los defectos naturales que son propios de ella.
- Susceptible al ataque de hongos en niveles de humedad, reduciendo de forma significativa su capacidad resistente y vida útil.
- La madera constituye un material de alta inflamabilidad, motivo por el cual se convierte en un material donde el fuego puede propagarse muy fácilmente y producir gases venenosos en caso de incendios.

2.2.4.2 Características Ingenieriles de la Madera.

Estructura Fibrosa.

La madera está constituida aproximadamente por un 45 a 50 % de celulosa, un 20 a 25 % de lignina, un 5 % de pectina y un 20 % de otros compuestos. La celulosa conforma las paredes de las células que componen la madera, conocidas como fibras. La lignina actúa como agente aglutinante, siendo un polímero tridimensional formado por unidades de fenilpropano. La pectina, por su parte, es una sustancia gelatinosa que mantiene unidas las paredes celulares y presenta una alta sensibilidad a la expansión por humedad en contacto con el agua.

Resistencia de la madera

La madera utilizada en labores mineras se encuentra expuesta a esfuerzos de flexión pura, compresión, tracción, pandeo y corte o esfuerzo cortante, torsión y a

otros esfuerzos combinados; la resistencia de la madera bajo estas condiciones y los factores que la afectan se describe a continuación:

- Resistencia a la tracción. La madera alcanza su mayor resistencia bajo esfuerzos de tracción, en especial cuando estos actúan de forma paralela a la orientación de sus fibras. Los valores de resistencia a la tracción son muy elevados y, en determinadas especies con secado al aire, pueden llegar hasta un máximo de 3 00 kg/cm². Hay una marcada relación entre la humedad y la resistencia a la tensión; a más seca la madera más resistencia ofrece.
- Fuerza ante la Compresión. La resistencia superior frente a la compresión cumple una función dentro del aprovechamiento de la madera. En el caso de la madera deshidratada al ambiente, la resistencia máxima a la compresión alineada con las hebras llega en promedio únicamente alrededor del 50% de la resistencia a la tracción a lo largo de esa misma hebra, esto se explica por su estructura fibrosa.
- Resistencia al Flambeo. Dicha fortaleza se evalúa en dirección paralela a las vetas dentro del eje del material leñoso. Cuando la proporción entre la longitud y el diámetro resulta inferior a 11, se aplica la resistencia al aplastamiento bajo compresión. De acuerdo con los estudiosos, la capacidad de la madera para resistir el flambeo o pandeo depende de los siguientes factores: proporción de esbeltez y módulo elástico del propio material.
- Resistencia a la Flexión. La madera en posición horizontal se encuentra expuesto al esfuerzo de flexión cuando las hebras superiores están bajo compresión y las inferiores bajo tracción; haciendo que el eje neutro se posiciona más próximo al sector sometido a tracción.

- Resistencia al cortante. Para el caso del esfuerzo a la cortante hay dos valores en la madera; el primero es paralelo a las fibras y el segundo es perpendicular a las fibras y es de tres a cuatro veces más alto que el paralelo a las fibras. La humedad como siempre afecta a esta resistencia.
- Resistencia Permisible. Ya que la madera constituye un material de origen natural, diversos elementos impredecibles influyen en su solidez, por lo cual se requiere un coeficiente de seguridad alto. El método más adecuado será utilizar los valores, solo hasta el límite Elástico.

2.2.5 Criterios de aceptación

2.2.5.1 Factor de seguridad

Según Osinergmin (2017), El método tradicional empleado en la concepción de estructuras de ingeniería contempla la correlación entre la capacidad o soporte frente a la carga del conjunto y la exigencia o carga estimada que actúa sobre dicho conjunto. El coeficiente de seguridad (FS) constituye una medida determinista que expresa la proporción entre las fuerzas que resisten (capacidad) y las fuerzas que inciden. (demanda).

El coeficiente de seguridad correspondiente a una estructura se determina como:

$$FS = C / D$$

Donde:

FS = Factor de Seguridad

C = Capacidad de soporte de carga del sistema

D = Fuerzas actuantes o demanda sobre el sistema

Existen tres posibles escenarios:

- Cuando $C > D$, luego $C/D > F > 1$ el sistema es estable.
- Cuando $C < D$, luego $C/D < F < 1$ el sistema es inestable
- Cuando $C = D$, luego $C/D = F = 1$ el sistema está en equilibrio límite

El valor de FS convencionalmente consiste en colocar un valor prescrito mínimo de aceptación del diseño basado principalmente en la experiencia. Los valores de FS considerados como mínimos se muestran en la siguiente tabla.

Tabla 3

Recomendaciones según plazo de estabilidad

Plazo	Rangos de FS
Estabilidad a largo plazo (LP)	>1.5
Estabilidad a mediano plazo (MP)	1.3-1.5
Estabilidad a corto plazo (CP)	1.1-1.3

Nota. Datos obtenidos de Osinergmin (2017).

Se establece: CP < 3 meses, 3 meses < MP < 1 año y LP > 1 año. El nivel de fiabilidad asociado a la función de capacidad (C) está condicionado por la variación de los parámetros vinculados con la resistencia al corte del macizo rocoso, la detección de fallos, las prácticas mineras, los métodos de inspección, entre otros. De manera análoga, la función de demanda (D) abarca elementos como las fuerzas derivadas de la carga gravitacional del macizo rocoso, la aceleración sísmica, los esfuerzos periféricos y la posición del nivel freático.

2.2.5.2 Probabilidad de falla

Según Osinergmin (2017), La noción de probabilidad de falla se aplica considerando la variabilidad presente en las propiedades resistentes del macizo rocoso, ya que, al ser un material heterogéneo, no lineal y carente de comportamiento elástico, resulta complejo de representar mediante un solo valor. Por consiguiente, el criterio de aceptación derivado del coeficiente de seguridad conlleva de manera implícita cierto grado de riesgo e incertidumbre, lo que puede generar conclusiones o sugerencias equivocadas.

La probabilidad de falla constituye una estimación ampliamente empleada para ofrecer una valoración más lógica del riesgo vinculado a un diseño específico. Este proceso comprende un conjunto de cálculos en los cuales cada parámetro relevante se modifica de manera sistemática dentro de su intervalo máximo plausible, con el propósito de identificar su efecto sobre el coeficiente de seguridad.

El valor medio del FS no representa un indicador adecuado de la probabilidad de falla. Esta última constituye una función que depende no únicamente de los valores promedio, sino también de la dispersión o variabilidad presente en los datos de entrada.

Los materiales de origen natural y sus propiedades aplicadas en la actividad minera difieren debido a que:

- Son complejos.
- Sus propiedades son raramente bien conocidas.

- Sus propiedades son muy variables en espacio y en tiempo (en el caso geomecánico).
- Las fuerzas actuantes sobre el sistema pueden ser complejas.

Hay dos opciones de uso de la probabilidad de falla PF,

- La opción 1 reconoce al FS como una variable al azar y busca la probabilidad de ser igual o menor que 1:

$$PF = P(FS) \leq 1$$

- La opción 2 busca la probabilidad que la demanda (D) exceda la capacidad (C):

$$PF = P(C-D) \leq 0$$

La alternativa inicial suele ser la más empleada, aunque al utilizar ambas alternativas se obtienen tres ventajas particulares que son las siguientes:

- Facilita que la variación en las funciones de capacidad (C) y demanda (D) sea considerada dentro del análisis probabilístico y contribuye a definir el grado de fiabilidad del diseño. La fiabilidad estructural representa la probabilidad de éxito. Por tanto, si la probabilidad de falla calculada es del 20%, la confiabilidad alcanza el 80%, lo que expresa el nivel de confianza necesario para la concepción y la fase constructiva del proyecto en desarrollo.
- Es una escala linear, ejemplo una PF de 10% es dos veces más grande de una PF de 5%.

- Es un parámetro esencial en el cálculo de riesgo donde el riesgo (R) es definido como:

$$R = PF \times (\text{consecuencia de falla})$$

La fiabilidad de un sistema se entiende como la probabilidad de que este funcione durante un intervalo determinado y bajo condiciones de operación definidas; dicho de otro modo, la fiabilidad equivale a la probabilidad de éxito. Una interpretación alternativa de este concepto plantea que la fiabilidad corresponde a la probabilidad de que el coeficiente de seguridad sea igual o superior a 1.0:

$$R = 1 - PF$$

Este concepto resulta relevante porque reconoce que, aun cuando un diseño presente un valor aceptable de FS (basado en el promedio de las variables), persiste un riesgo de falla limitado pero existente. Por ejemplo, en una aplicación común de la mecánica de rocas, un FS=1.2 puede asociarse con una probabilidad de falla del 20% al 30%, lo que implica que el diseño posee únicamente entre un 70% y un 80% de confiabilidad.

Si es confiable al 95%, en términos de diseño significa:

- Interpretación estadística (basado en la asunción de incertidumbre sistemática): Si 100 túneles idénticos son construidos, se espera que 5 de ellos fallen.
- Interpretación basada en la variabilidad espacial: Si la longitud de túnel es 100 m, se puede esperar que 5 m de longitud de túnel falle.

Una probabilidad de falla de hasta un 10% puede considerarse admisible, siempre que los riesgos asociados sean identificados y gestionados de manera adecuada.

2.3 MARCO CONCEPTUAL

Morteros

Destajes o picados en la madera donde ira la colocación de los elementos de los cuadros de madera. La preparación de morteros en la solera se picará de manera rectangular, con las siguientes dimensiones 2"x 4" con 2" de profundidad. Asimismo, se procederá a preparar la espiga del poste con la misma medida del mortero.

Pata de gallo

Se conoce como pata de gallo al Angulo que se sitúa en los cuadros extremos, es decir, al comienzo o al término del enmaderado para preservar la estabilidad de la estructura. Usualmente se asegura en los destajes de postes y sombrero, firmemente apoyado en el suelo manteniendo una inclinación de 45°.

Postes

Son componentes de madera empleados como columna de apoyo para la carga transmitida por el macizo rocoso; usualmente están expuestos a esfuerzos de compresión paralelos a las fibras debido a las cargas que absorben del techo y la reacción que generan en el suelo de la excavación.

Solera

Madera de diámetro de 7 u 8 pulgadas instaladas en la parte inferior de los postes de los cuadros. Se utiliza cuando los suelos son de baja resistencia o cuando la bóveda de una excavación se eleva, se requiere el uso de soleras para ubicar cuadros y sobre cuadros. Este componente experimenta esfuerzos de compresión en sus

extremos en dirección perpendicular a las vetas como consecuencia de la presión ejercida por la bóveda a través de los puntales y la respuesta del suelo. En situaciones donde los suelos son de naturaleza arcillosa o suelta, las bases operan a flexión respaldadas por los postes.

Sombrero

Es un componente de madera empleado como soportes para el techo. Además, se encuentra expuesto a tensiones de compresión alineadas con las fibras como resultado de la presión ejercida por los hastiales o paredes laterales de una excavación.

Topes

Son componentes que usualmente se encuentran en el centro de conexión entre el puntal y la viga, con ambos extremos anclados en la roca, asegurando la estabilidad del sostenimiento que transfiere los esfuerzos de compresión paralelos provenientes de los hastiales.

Tirantes

Es utilizado para preservar la separación entre los marcos y brindar una estabilidad superior a la estructura que se apoya en sus extremos dentro de las cavidades de los puntales y vigas de cada marco. Estos elementos de amarre poseen un diámetro inferior al de los otros componentes del conjunto y únicamente están sometidos a reducidos esfuerzos de compresión paralelos a las fibras de la madera a causa de presiones laterales. Los tirantes deben abarcar cada extremo en los destajes del poste y del sombrero, con el fin de mantener ángulos de 90° entre ambos componentes.

Cuadros rectos

Está constituido por una viga superior sostenida por dos soportes verticales que absorben los empujes laterales provenientes de las paredes. Sus componentes se unen formando ángulos rectos de 90° . Este tipo de estructuras se emplea en suelos de consistencia media, como los fracturados o irregulares, dentro de labores de tajos verticales o inclinados, chimeneas, piques y en el montaje de estructuras adicionales con o sin base inferior.

Cuadros cónicos

Esta clase de cuadros se utiliza cuando las presiones del techo son deslizantes y bastante sueltos; se disminuye la longitud del sombrero, desplazando los postes. La gráfica adopta una forma trapezoidal, el ángulo de inclinación de los postes es de 86° . Estos cuadros se colocan en terrenos bastante malos, para excavaciones como. Tajos, Cruceros, Galerías y sub niveles.

Cuadros cojos

En numerosos terrenos, la instalación de un cuadro completo no es imprescindible, ya que una de las cajas es de roca dura o competente. Esto implica la disposición de marcos compuestos por un único puntal y una viga superior. Además, cuando uno de los hastiales es incompetente, se instalan soportes con extremos anclados, dispuestos de forma alineada y entrelazada. Estas estructuras se colocan en galerías y tajos cuando las vetas presentan inclinación.

Diseño

Es un proceso de organización inventiva orientada a resolver un problema específico, en especial dentro de los ámbitos de la ingeniería, la industria, la arquitectura y otras ramas afines vinculadas.

Encribado

Se refiere al grupo de barras cilíndricas de diversos grosores que se sitúan sobre la viga superior de los marcos. Disposición en forma de anillos hasta llegar a la bóveda y sellarlo para prevenir la caída de fragmentos de roca.

Enrejados o encostillados

Este componente adicional de los cuadros de madera busca evitar el desprendimiento de bloques rocosos desde las paredes o hastiales de una excavación, y se compone de maderas redondas de 6" de diámetro partidas de la mitad (rajados), situadas tras los postes con una separación de 15cm.

Factor de seguridad

El factor de seguridad en la minería se refiere a la correlación entre la capacidad de la roca o sus componentes de apoyo y la demanda correspondiente.

Por lo general, el coeficiente de seguridad se describe como la proporción entre el valor calculado de la capacidad máxima de un sistema y el valor de la exigencia real anticipada a la que estará expuesto.

Galería

Excavaciones horizontales al interior de una mina subterránea que se ejecuta con dirección de la veta, que lleva gradiente con el fin de drenaje de agua y tránsito de equipos.

Guardacabeza

La técnica del guarda cabezas implica la ubicación de dos largueros de 6" o 7" de diámetro y más largo, situados bajo la viga superior del penúltimo marco y por encima de la viga del último, avanzando hasta llegar al frente. Luego, se dispone una capa de barras cilíndricas que cierran hasta la bóveda, garantizando así que el personal

permanezca resguardado para realizar la limpieza de carga del frente de avance. La utilización de un guarda cabezas actúa como un refuerzo anticipado destinado a resguardar a los trabajadores de la caída de rocas. Este dispositivo es fundamental en casos donde los suelos presentan una condición muy suelta.

Marchavantes

Son maderas con diámetros de 4", 5" y 6" pulgadas y una longitud superior. Uno de sus extremos es preciso para que penetre en el suelo suave. Este marchavante se sitúa bajo la viga superior del penúltimo marco y sobre la viga del último marco, ingresando contra el terreno, cubriendo la bóveda mediante golpes de martillo o maza, y con ayuda de un bloque pesado suspendido por un cable, posibilita resguardar todo el frente y continuar con la instalación del sostenimiento de los cuadros. La utilización de estos componentes de sostenimiento se realiza en áreas completamente deleznable, (derrumbes) del techo o hastiales de una tarea.

Subnivel

Nivel o horizonte laboral situado entre los niveles principales de labor. Construido a una distancia corta por encima o por debajo de un nivel principal.

Veta

Depósito mineral que rellena una fisura, grieta o fractura en la corteza terrestre, Se trata de un cuerpo alargado y tabular compuesto por minerales valiosos como oro

Voladura

El método de voladura subterránea implica el uso de explosivos para romper o desmenuzar la roca o el terreno duro, con el objetivo de llevar a cabo actividades mineras. Es una de las técnicas más empleadas en la minería, y se distingue de las

voladuras a cielo abierto por la necesidad de ajustar los parámetros de la voladura a un contorno determinado.

2.4 ÁMBITO DE ESTUDIO

2.4.1 Ubicación

El yacimiento mineral de Chalhuane está localizado en el distrito de Andaray, provincia de Condesuyos, en el departamento de Arequipa. La zona analizada se ubica en la ladera occidental de la Cordillera Occidental de los Andes del sur del Perú, a una distancia de 155 km al noroeste de la ciudad de Arequipa en línea recta. El área de investigación toma como referencia las siguientes coordenadas UTM N: 8238290, E: 723558 y Altitud: 1500. msnm. Datum: WGS 84, Zona 18, Banda L.

2.4.2 Accesibilidad

El acceso a la zona se realiza desde la ciudad de Arequipa por la carretera Panamericana Sur hasta el poblado de Ocoña, atravesando previamente la ciudad de Camaná; desde ese punto se continúa por un camino de trocha carrozable en dirección noroeste hasta arribar a la mina, completando un trayecto total de 346 km, el tramo de San Juan de Chorunga hacia la mina es carretera afirmada donde en tiempos de lluvia no se encuentra accesible. El itinerario es el siguiente:

Tabla 4:

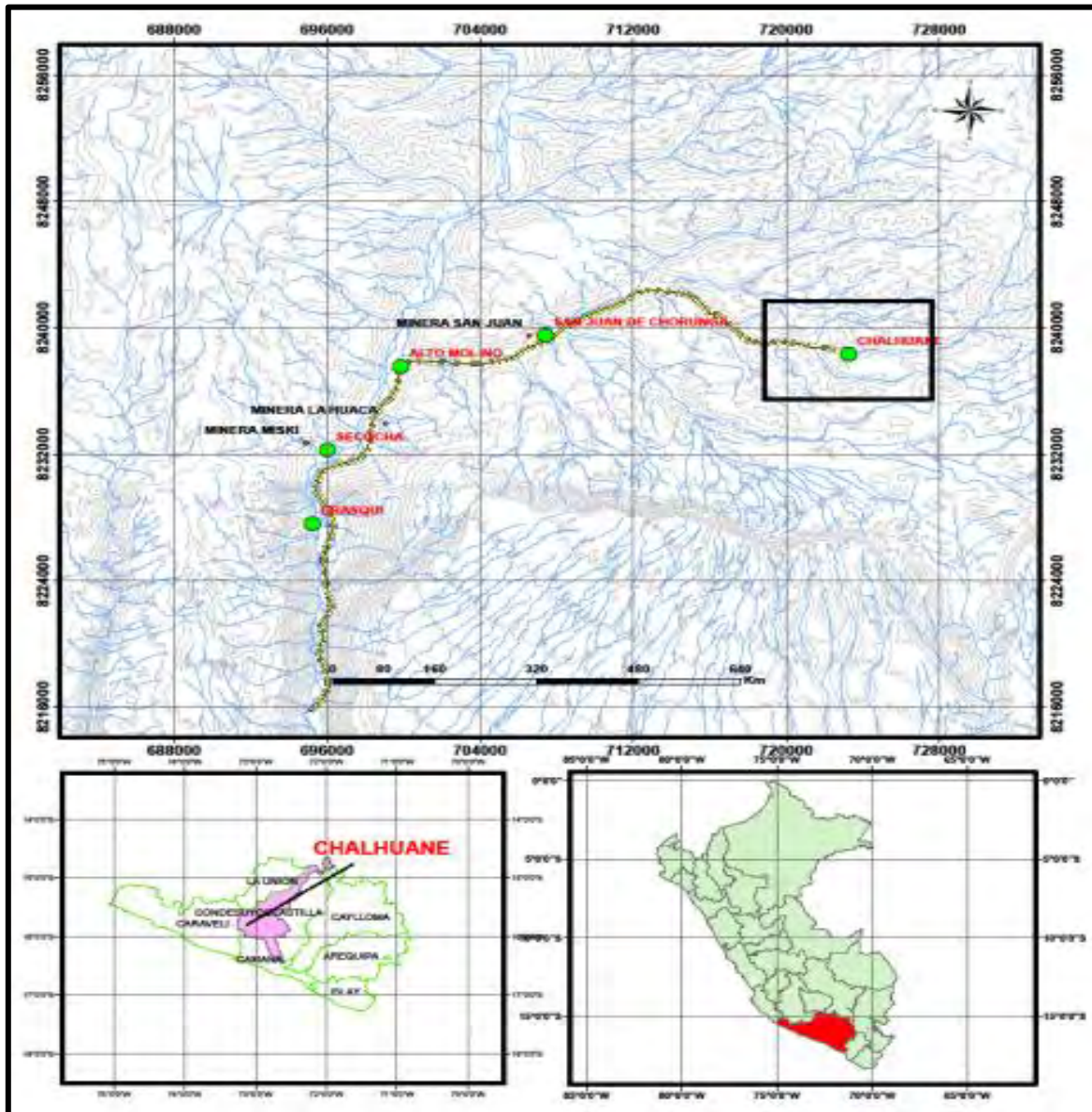
Accesos a la Minera Chalhuane S.A.C.

Ruta	Distancia	Tipo de vía	Tiempo
Arequipa – Ocoña	250 km	Asfaltado	4 horas
Ocoña – San Juan de Chorunga	80 km	Trocha carrozable	4 horas
San Juan de Chorunga – Mina Chalhuane	16 km	Trocha carrozable	1 hora

Nota. Datos proporcionados por la Minera Chalhuane S.A.C.

Figura 10

Plano de ubicación de la Minera Chaluane S.A.C.



Nota. Mapa proporcionado por la Minera Chaluane S.A.C. (2024).

2.4.3 Fisiografía

Relieve: En términos generales, el relieve del área es irregular y escarpado, propio de las zonas adyacentes a la Cordillera Occidental. Se observan quebradas profundas con forma de “V”, originadas por procesos erosivos. (fotografía N°1) El

proyecto se localiza en las laderas de los cerros Antane y Chalhuane, cuyo relieve exhibe una inclinación moderada en ascenso.

2.4.4 Clima

Según la clasificación climática de Köppen y Geiger, la zona corresponde al tipo BWk (grupo B: clima seco; subgrupo BWk: desértico frío). Tanto el clima como la vegetación varían según la altitud; el régimen climático es perárido y semicálido, característico del ambiente subtropical costero. La cobertura vegetal se incrementa durante los meses lluviosos de enero, febrero y marzo, y está compuesta por cactus, arbustos bajos y helechos de tamaño reducido. En el área de Andaray también se observan algunos árboles frutales y eucaliptos.

2.4.5 Temperatura

La temperatura promedio anual en Chalhuane alcanza los 25 °C. Estos datos meteorológicos provienen de los registros publicados por el SENAMHI. La fluctuación térmica presenta valores que: Máxima en Verano: 30°C.

Mínima en Verano: 15°C

Máxima en Invierno: 18°C

Mínima en Invierno: 6°C

2.4.6 Geología estructural

Se pueden identificar dos sistemas de fracturamiento predominantes.

Existen fallas regionales o grandes lineamientos con orientaciones N30°W y tendencia E-W. Se observa también un fracturamiento secundario que actuó como conducto para la mineralización aurífera, con direcciones que varían entre N55°W y E-W, y con inclinaciones de 64° a 85° hacia el norte; estas estructuras son angostas,

aunque algunas alcanzan longitudes de hasta 2 km. Las fracturas con rumbo NE presentan escasa extensión y un relleno mineral limitado.

2.4.7 Geología regional

El yacimiento Chaluane se encuentra dentro de la franja aurífera mineralizada denominada Nazca-Ocoña, la cual alberga un conjunto de minas y proyectos caracterizados por vetas estrechas de alta ley de oro. Estos depósitos se desarrollan comúnmente en las formaciones rocosas pertenecientes al Batolito de la Costa, aunque en algunos casos se hallan confinados por unidades metamorfizadas de edad precámbrica y paleozoica. Los cuerpos mineralizados son de tipo mesotermal y su mineralización puede alcanzar profundidades superiores a un kilómetro. Aunque estos yacimientos presentan una producción relativamente limitada, algunos, como Chaluane, han generado ya más de un millón de onzas, mientras que otros, como Torrecillas, poseen un potencial similar que supera también el millón de onzas. Las mineralizaciones filoneanas de oro alojadas en formaciones rocosas antiguas (de edad precámbrica) han despertado un interés creciente debido a los controles geológicos recientemente identificados, entre los cuales destacan las zonas de cizalla o SHEAR-ZONES.

Desde esta perspectiva, el distrito aurífero de Andaray-Caravelí se presenta prácticamente inexplorado, debido al aporte de estos recientes parámetros de exploración. Los estudios más recientes realizados en el macizo metamórfico de Arequipa evidencian la existencia de rocas básicas de origen plutónico y posibles secuencias volcánicas que posteriormente sufrieron procesos de metamorfismo. Asimismo, se han reconocido corredores transversales de cizalla en los que se alinean

las mineralizaciones filoneanas. En términos generales, la orientación de dichas estructuras es E-W, en concordancia con la dirección de las mega cizallas. Con respecto a los arcos magmáticos originados por el proceso de subducción, se producen significativas removilizaciones del contenido mineral dentro de las cajas plutónicas, además de un vulcanismo terciario asociado a las rocas del basamento, lo que genera notables anomalías auríferas en las calderas volcánicas del Terciario medio (Grupo Tacaza). Ejemplos de ello son las minas de Orcopampa, Arcata, Caylloma, Sucuytambo y Shila, donde el oro constituye el principal mineral de mena.

En síntesis, el proyecto Chaluane está situado dentro de un distrito aurífero, cuyo contenido y la riqueza de sus vetas evidencian una destacada potencialidad económica.

2.4.8 Geología local

En la región se presentan diversas unidades litológicas, entre las cuales destaca un pórfido de grano fino con composición monzodiorítica, fuertemente alterado y de tonalidad marrón amarillenta, observable principalmente entre las quebradas Purimarca y Chaluane, donde aflora un pórfido monzonítico alterado. Posteriormente aparece una granodiorita con escasa alteración, depositada después de los pórfidos. En la zona donde se localizan las vetas se identifican numerosos diques aplíticos y lamprofídicos, además de pequeños cuerpos de microgranito. Las rocas volcánicas presentes son de tipo ignimbrítico y se formaron posteriormente a todas las unidades antes mencionadas, correlacionándose con la Formación Sencca del Terciario Superior. Los depósitos de la UEA Soledad se desarrollan dentro de la franja aurífera mineralizada denominada Nazca-Ocoña, que alberga un conjunto de minas y

proyectos caracterizados por vetas estrechas y de alta ley aurífera. Estos yacimientos se emplazan con frecuencia dentro de las formaciones rocosas del Batolito de la Costa y son de naturaleza mesotermal. La zona evidencia una historia geológica compleja, marcada por episodios de actividad ígnea, procesos tectónicos y fenómenos hidrotermales. Las rocas ígneas, como las dioritas, monzonitas y granodioritas, han sido posteriormente cortadas por diques aplíticos y lamprófidos. Las vetas corresponden a rellenos de fracturas o fallas con orientación N60°-70°W y evidencian al menos dos etapas de mineralización: una primera compuesta por cuarzo y pirita, y una segunda más compleja caracterizada por la presencia de nueva pirita, arsenopirita, calcopirita, esfalerita, galena y oro nativo. En el área de estudio se aprecia una marcada alteración hidrotermal en las rocas encajonantes, particularmente en el pórfido diorítico, donde se distinguen sectores con intensa argilización y zonas con fuerte silicificación en distintos tramos.

2.4.9 Descripción de vetas

Chalhuane presenta una evolución geológica compleja, marcada por episodios de actividad ígnea, procesos tectónicos y eventos hidrotermales. Las rocas ígneas, entre ellas dioritas, monzonitas y granodioritas, fueron posteriormente cortadas por diques aplíticos y lamprófidos. Las vetas corresponden a rellenos de fracturas o fallas con orientación N60°-70°W y buzamientos que van de subverticales a verticales, tanto hacia el norte como hacia el sur. Dichas vetas revelan al menos dos fases de mineralización: una inicial compuesta por cuarzo y pirita, y una posterior más compleja con presencia de nueva pirita, arsenopirita, calcopirita, esfalerita, galena y oro nativo. A diferencia de otros yacimientos auríferos situados en el Batolito de la

Costa, en Chalhuané se evidencia una intensa alteración hidrotermal en las rocas encajonantes, particularmente en el pórfido diorítico, donde se observan sectores con fuerte argilización y zonas con silicificación por tramos. El sistema hidrotermal en esta área es notable y merece especial atención. La mineralización se manifiesta en vetas que actúan como rellenos parciales de fracturas, con longitudes que varían entre 150 y 1000 metros, y anchos que oscilan de 0.1 a 1 metro. Entre las vetas más destacadas se encuentran Fortuna–Buenos Aires, con una extensión aproximada de 1.0 km (Minera La Soledad); Sangre de Toro, con alrededor de 600 m; e Infiernillo, con longitudes de 150 a 200 m. Los espesores más frecuentes de estas vetas fluctúan entre 0.5 y 0.7 m.

2.4.9.1 Zona el viento

Se encuentra situada aproximadamente a 2 km al este de la hacienda Chalhuané. Las vetas están emplazadas en la ladera norte y en la parte superior del Cerro Antane Oeste, siguiendo una orientación casi paralela al eje mayor del cerro. La zona ofrece una topografía adecuada para el laboreo subterráneo, con desniveles que oscilan entre 100 y 300 metros. Para alcanzar los encampanes de mejor calidad será necesario ejecutar cortadas. Las vetas, en orden de importancia, son:

Veta Sangre de Toro, veta el Viento, veta Santa Rosa y Veta La Victoria

2.4.9.2 Veta Sangre de Toro

Es la estructura de mayor relevancia en este sector debido al potencial que puede contener. Aunque las leyes son generalmente bajas, se prevé la presencia de clavos de valor económico a mayores profundidades, particularmente en la zona oriental. La veta ha sido identificada de manera discontinua en afloramientos y en

labores poco profundas, a lo largo de una extensión de aproximadamente 450 metros, con posibilidad de prolongarse hasta unos 650 metros hacia el noroeste. Los anchos varían de 0.80 m. a 1.20 m., siendo los anchos más comunes entre 1.00 m. a 1.50 m. La veta corre en sus 2/3 partes con rumbo N80°W y buzamiento de 75° a 85 ° SW y en su extremo noroeste la tercera parte varía a N45°W y buzamientos vertical a 77°NE.

2.4.9.3 Veta El Viento

La veta pertenece al sector oriental de la estructura, identificada de manera discontinua mediante labores subterráneas y cateos a lo largo de 350 m, con anchos de 0.10 a 0.45 m. Presenta rumbo N55°W y buzamiento de 65° a 85° SW, finalizando en el este con un ramaleo en cola de caballo. Ha sido intensamente trabajada por pequeños mineros, destacando una galería de 100 metros que cruza la cima del cerro Antane. Aflora entre 1840 y 2000 m de altitud, mostrando buenos encampanes. La mineralización se concentra en vetillas de cuarzo con boxwork, limonitas y oro libre, encajonadas en anfibolita gris oscura. El sector oeste evidencia buenas leyes de oro, mientras que hacia el este la información es limitada por la cobertura cuaternaria.

2.4.9.4 Veta Santa Rosa

La veta corresponde al sector occidental de la estructura Viento–Santa Rosa, identificada a través de pequeñas labores subterráneas, zanjas y piques discontinuos a lo largo de 180 m, con anchos entre 0.8 y 1.5 m. Presenta rumbo N60°W y buzamiento de 75° a 82° hacia el SW, aflorando a 1750 m de altitud, donde se requieren cortadas para obtener un mejor encampane. Se ubica a unos 80 – 100 m al suroeste de la veta Sangre de Toro, lo que facilita su acceso. Su relleno está compuesto por vetillas de

cuarzo con boxwork, limonitas y oro libre, mientras que el encajonante corresponde a anfibolita.

2.4.9.5 Veta la Victoria

Se trata de una estructura de dimensiones reducidas, identificada mediante labores subterráneas y zanjas, con una longitud aproximada de 100 metros y espesores que varían entre 0.8 y 1.10 metros.

2.5 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

El método de explotación aplicado en la unidad minera corresponde al corte y relleno ascendente con relleno detrítico, el cual se adecua a cuerpos mineralizados angostos, de buzamiento favorable y con variabilidad en la calidad geomecánica de las cajas encajonantes. Este método permite extraer el mineral en forma selectiva, manteniendo un adecuado control de la dilución, mejorando la estabilidad de las excavaciones y brindando condiciones operativas seguras durante el avance de los tajos.

La preparación minera se inicia con la construcción de la galería principal a lo largo de la estructura mineralizada, desde la cual se desarrollan las labores auxiliares necesarias para la explotación. Entre nivel y nivel se considera una altura vertical de 50 m, habilitándose en ambos extremos chimeneas de ventilación, las cuales cumplen una doble función: asegurar la circulación del aire dentro del sistema de laboreo y servir como accesos auxiliares para comunicación, tránsito de personal, evacuación de desmonte o manejo operativo del tajeo, según las condiciones de trabajo.

La preparación del panel de minado se complementa con la ejecución de chimeneas de doble compartimiento cada 40 m, las cuales permiten independizar las

funciones de acceso y servicio dentro del tajo. Asimismo, entre estas labores se disponen ore pass o anillos metálicos cada 20 m, destinados principalmente a la evacuación del mineral roto. Esta disposición busca optimizar el ciclo de minado, reducir recorridos internos y minimizar la contaminación del mineral con desmante. Del mismo modo, en la preparación de los subniveles se deja un puente de 3 m respecto de la galería principal, el cual actúa como elemento de seguridad y separación estructural entre la zona de producción y la labor de transporte principal.

El arranque del mineral se realiza en sentido ascendente, avanzando desde la parte inferior del tajo hacia niveles superiores. Una vez disparado y retirado el mineral, el vacío generado es rellenado con material detrítico, el cual cumple la función de proporcionar una plataforma de trabajo para el siguiente corte y, al mismo tiempo, colaborar en el confinamiento de las cajas del tajo. Este procedimiento favorece la continuidad de la explotación, mejora la estabilidad global del macizo rocoso y reduce la exposición de los trabajadores a zonas abiertas sin soporte.

En cuanto al sostenimiento, este se define de acuerdo con la calidad geomecánica del macizo rocoso. En tajos donde las cajas encajonantes presentan RMR mayor a 40, el minado puede ejecutarse mediante perforación en realce, empleando puntales de seguridad como sostenimiento temporal local. Estos puntales se instalan en las zonas de trabajo activo, principalmente debajo de bloques potencialmente inestables, en la corona inmediata y en sectores con evidencia de aflojamiento, con el propósito de brindar soporte provisional al techo y a las cajas mientras se realiza la perforación, el disparo, el desatado y la limpieza. Su función principal es prevenir la

caída repentina de fragmentos de roca y proteger al personal durante las operaciones de producción.

Por otro lado, cuando las condiciones geomecánicas son más desfavorables y las cajas presentan RMR menor o igual a 40, la explotación se realiza mediante perforación en breasting, debido a que este esquema permite un mejor control del frente de trabajo y reduce la exposición de aberturas extensas en roca incompetente. En estas condiciones, el sostenimiento del tajo se ejecuta con cuadros de madera, los cuales constituyen un sistema de soporte más rígido y continuo para controlar la deformación del macizo rocoso. Los cuadros de madera se instalan conforme avanza la explotación, formando un armazón estructural capaz de sostener la corona y los hastiales del tajo, transfiriendo las cargas hacia elementos más estables del terreno. Este tipo de sostenimiento resulta apropiado en roca mala o muy fracturada, donde se requiere un control más estricto de la abertura y una reducción del riesgo de desprendimientos.

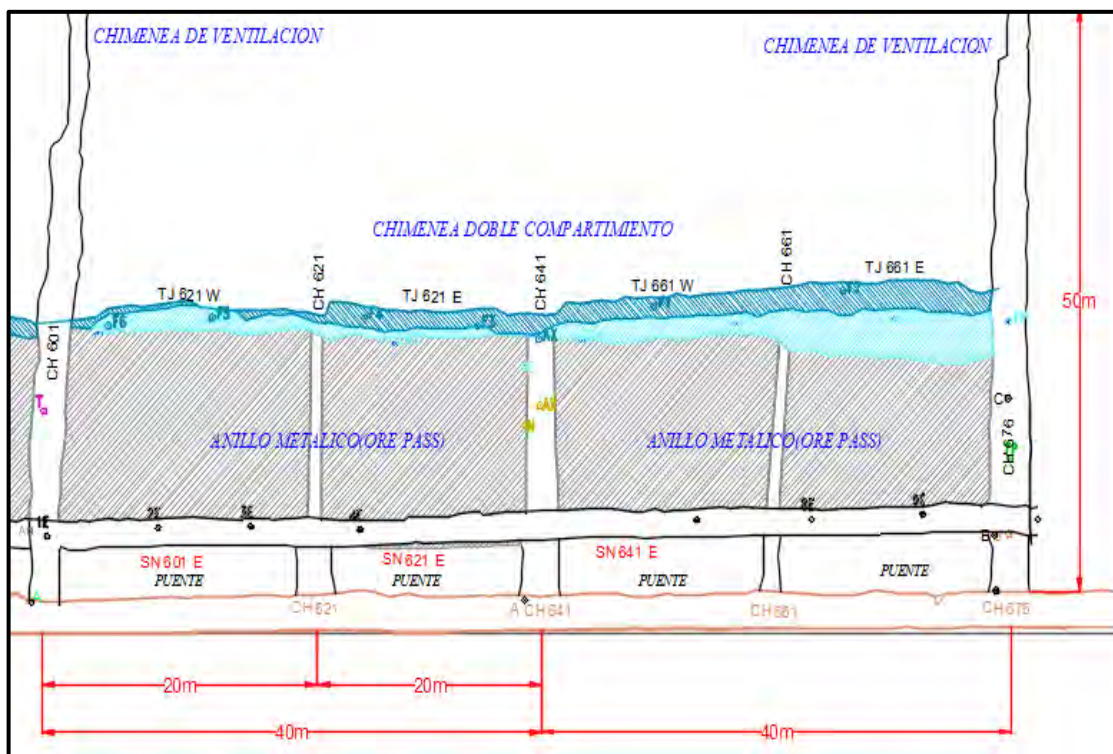
De igual manera, en las galerías desarrolladas en roca mala, el sostenimiento se realiza con cuadros de madera, debido a que estas labores constituyen excavaciones permanentes o semipermanentes que deben conservar su estabilidad durante todo el periodo de explotación. En estos casos, los cuadros cumplen la función de sostener la carga proveniente de la corona y de los hastiales, limitar la deformación de la sección excavada y garantizar condiciones seguras para el tránsito de personal, equipos y mineral. Su instalación se efectúa de manera secuencial, respetando el espaciamiento de diseño y complementándose, cuando es necesario, con encribado y enrejado para

mejorar la contención de fragmentos sueltos y evitar la caída de roca entre cuadro y cuadro.

En términos operativos, el método de corte y relleno ascendente con relleno detrítico ofrece ventajas importantes para la explotación convencional de vetas angostas, ya que permite combinar selectividad, seguridad, flexibilidad operativa y control geomecánico. Asimismo, la diferenciación del sostenimiento según el valor del RMR permite adaptar la explotación a las condiciones reales del macizo rocoso, utilizando puntales de seguridad en tajos con roca de mejor calidad y cuadros de madera en tajos y galerías con roca deficiente, lo que contribuye a mantener la estabilidad de las labores y la continuidad de la producción.

Figura 11

Método corte y relleno ascendente

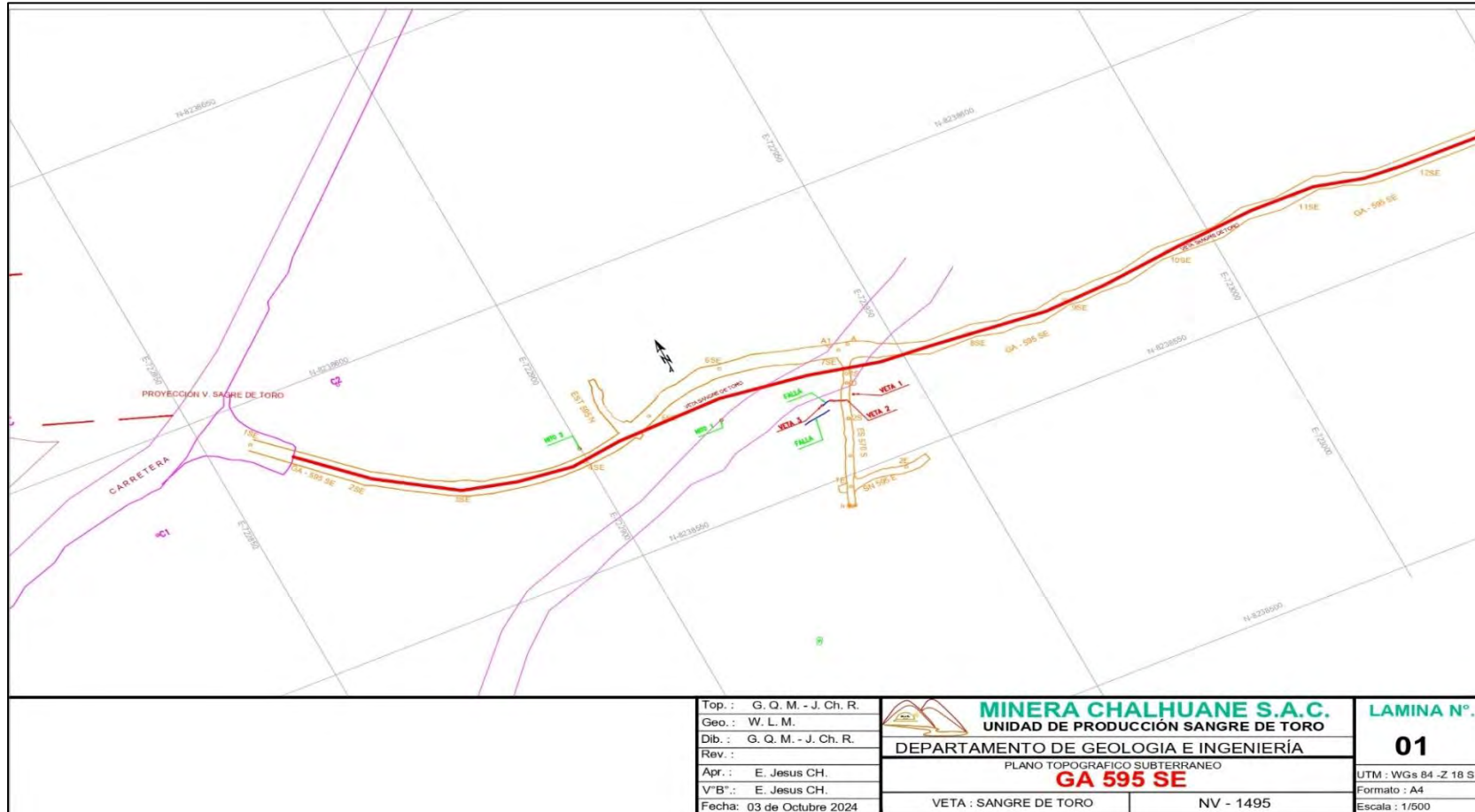


Nota. Plano proporcionado por el departamento de geología e ingeniería de la Minera Chaluane S.A.C.

2.6 PLANO DE UBICACIÓN DE LA GL595-NV. 1495

Figura 12

Plano de la GL595 SE Nv. 1495



Nota. Plano proporcionado por el departamento de geología e ingeniería de la Minera Chaluane S.A.C.

CAPITULO III METODOLOGIA DE INVESTIGACION

3.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN

La investigación es de carácter aplicado porque busca solucionar un problema concreto dentro de un contexto específico (la reducción de costos en el sostenimiento de una galería), mediante el rediseño técnico de un componente del sistema (cuadros de madera).

3.2 NIVEL DE INVESTIGACIÓN

El nivel de la investigación es de tipo correlacional y explicativo.

Correlacional porque se busca establecer una relación entre el tipo/rediseño del sostenimiento y los costos de desarrollo.

Explicativo porque se pretende identificar y explicar cómo el rediseño de cuadros de madera impacta o reduce los costos de desarrollo.

3.3 DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

No experimental

Se recopilarán datos numéricos (costos, tiempos, factor de seguridad, eficiencia del sostenimiento) sin intervenir las variables, desarrollado en un único momento o periodo determinado para hacer comparaciones.

3.4 POBLACIÓN Y MUESTRA

La Población (o universo) se describe como el conjunto completo de elementos, que pueden ser individuos, elementos, acontecimientos o registros, que cumplen con un conjunto de características específicas establecidas por parte del investigador, y a partir de los cuales se pretende extrapolar los resultados (Hernández-Sampieri et al., 2014, p. 174).

La Muestra corresponde a un subgrupo representativo extraído de esa población o conjunto universal, del que se obtienen los datos necesarios para el análisis con el fin de realizar inferencias válidas sobre el conjunto mayor (Hernández-Sampieri et al., 2014, p. 174).

3.3.1 Población

La población está integrada por las labores Horizontales de exploración y desarrollo de la Minera Chalhuane S.A.C.

3.3.2 Muestra

No probabilística, se escogió aleatoriamente por conveniencia la GL595 SE Nv. 1495 de la Minera Chalhuane S.A.C.

3.5 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

3.5.1 *Técnicas de recolección de datos*

- **La observación:** Participativo, ya que el investigador está presente en las áreas de trabajo de los frentes de avance con cuadros de madera, involucrándose directamente en las actividades o tareas y recopilando los datos a través de su propia observación.

La evaluación de los parámetros se efectuó a través del mapeo geomecánico en los frentes las zonas de progreso de las excavaciones horizontales empleando los sistemas de clasificación geomecánica RMR y GSI adaptadas a la tabla geomecánica de la Minera Chalhuane S.A.C.

- **Análisis documental:** Se realizó una revisión bibliográfica de textos relacionados con el tema, incluyendo manuales, libros, tesis, monografías, fuentes en línea, estándares, procedimientos y otros documentos relevantes para la investigación.

3.5.2 *Materiales y equipos de recolección de datos*

- Brújula
- Formato de mapeo geomecanico
- Libretas de campo
- Colores y lápices para el mapeo geomecanico
- Martillo de Geólogo: Para estimar la resistencia de las rocas en campo.
- Cámara Fotográfica: con el propósito de documentar las evidencias observadas en terreno

3.6 PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

Se procesaron la información mediante los diversos métodos de diseño de soporte mediante marcos de madera en minería subterránea comenzando con un análisis estructural que nos permite examinar los resultados de la evaluación y cómo estos influyen el diseño de sostenimiento con cuadros de madera, asimismo se utiliza software especializado (Dips, Phase2, Unwedge), hojas de cálculo de Excel, etc.

3.7 OBSERVACION DIRECTA

El investigador acude personalmente al lugar de estudio (en este caso, la galería minera 595-NV-1495) para observar y registrar de forma sistemática cómo se realiza el refuerzo con marcos de madera, el cual materiales se utilizan, los tiempos empleados, las condiciones del terreno, los métodos de trabajo, y otros aspectos operacionales y de seguridad.

Específicamente, en este trabajo de investigación, la observación directa permite:

- Evaluar cómo se instala actualmente el sostenimiento con cuadros de madera.
- Identificar ineficiencias o riesgos asociados al método actual.
- Obtener datos reales y precisos sobre el consumo de madera, mano de obra y tiempos de instalación.
- Comparar directamente el método actual con el rediseño propuesto en términos técnicos y económicos.

- Observar el comportamiento geomecánico del macizo rocoso, aspecto fundamental para validar el rediseño.

La observación directa de este trabajo de investigación es una técnica que permite al investigador recopilar información objetiva y detallada sobre el método actual de sostenimiento con cuadros de madera en la galería 595-NV-1495, para así fundamentar adecuadamente el rediseño propuesto y evaluar su influencia en la disminución de los costos de desarrollo.

3.8 ANALISIS DESCRIPTIVO

El análisis descriptivo tiene como propósito principal caracterizar y comprender detalladamente el método de sostenimiento actual, además de determinar los factores técnicos y económicos que influyen en su desempeño.

Para ello, se realiza una recolección y análisis de información obtenida mediante observaciones directas, mediciones en campo, revisión de planos, informes técnicos, y registros de costos históricos. El estudio se enfoca en los aspectos siguientes clave:

- Características técnicas del sostenimiento actual: tipo de madera empleada, dimensiones de los cuadros, espaciamiento entre elementos, método de instalación, vida útil estimada, y comportamiento frente en relación con las condiciones geomecánicas del cuerpo rocoso.
- Condiciones geotécnicas de la galería 595-NV-1495: tipo de roca, presencia de fracturas, humedad, esfuerzos inducidos, y cualquier otro factor que

influya en la estabilidad del terreno y en la elección del tipo de sostenimiento.

- Aspectos operativos: tiempos de instalación por cuadro, cantidad de personal involucrado, herramientas utilizadas, riesgos durante la instalación, y frecuencia de mantenimiento o reemplazo.
- Costos asociados al sostenimiento actual: incluye análisis del costo de materiales, mano de obra, tiempos muertos y pérdidas por fallas del sostenimiento.

El análisis descriptivo permite alcanzar una comprensión global de la situación presente del sostenimiento, lo cual es esencial para proponer un rediseño que no solo mantenga o mejore la seguridad de la operación minera, sino que también optimice los recursos y reduzca los costos de desarrollo.

De esta manera, este análisis sirve como base para la confrontación entre el método vigente y el rediseño planteado, posibilitando evidenciar la factibilidad técnica y económica de la mejora planteada.

3.9 TRABAJO DE CAMPO

El objetivo principal del trabajo de campo es recopilar datos técnicos, operativos y financieros del soporte mediante cuadros de madera en la galería 595-NV-1495, para evaluar su desempeño actual y diseñar una propuesta de rediseño que permita reducir los costos de desarrollo sin comprometer la seguridad estructural ni operativa.

3.8.1 Actividades a realizar

a. Inspección y levantamiento de información in situ

- Medición de las dimensiones reales de la galería (ancho, alto, avance).
- Identificación de la clase de refuerzo actual (dimensiones de cuadros, espaciamiento, tipo de madera, estado de conservación).
- Registro fotográfico de los cuadros de madera instalados.
- Verificación del comportamiento del macizo rocoso (presencia de fracturas, humedad, caídas de roca, etc.)

b. Caracterización del terreno

- Evaluación del RMR y Q de Barton dentro del área de investigación.
- Análisis del factor de seguridad de los cuadros actuales según las condiciones geomecánicas.

c. Registro de tiempos y movimientos

- Toma de tiempos en la instalación de cuadros de madera.
- Comparación con otros tipos de sostenimiento utilizados en la misma unidad

d. Evaluación de alternativas de rediseño

- Identificación de posibles mejoras: dimensiones optimizadas, tipos de madera alternativos, espaciamiento ajustado.
- Comparación de costos entre el sostenimiento actual y el rediseñado.

3.10 TRABAJO DE GABINETE

El objetivo de la labor de gabinete consiste en examinar, procesar y modelar la información obtenida durante el trabajo de campo con el propósito de evaluar el rendimiento del sistema de sostenimiento actual mediante cuadros de madera, y elaborar una propuesta de rediseño técnicamente viable, segura y económicamente más eficiente.

3.10.1 Actividades a realizar

a. Organización y análisis de la información recopilada en campo

- Sistematización de datos geomecánicas (RMR, Q de Barton).
- Clasificación y tabulación de mediciones de campo (dimensiones, espaciamiento, tipo de madera).
- Revisión y análisis de registros fotográficos y reportes técnicos.

b. Evaluación técnica del sostenimiento actual

- Análisis de estabilidad del sostenimiento con base en las condiciones geomecánicas.
- Cálculo del coeficiente de seguridad de los cuadros de madera existentes.
- Identificación de puntos críticos o fallas en la implementación del sostenimiento actual.

c. Análisis económico del sistema actual

- Cálculo detallado de los costos del sostenimiento actual:

- ✓ Costo de materiales (madera).
- ✓ Costo de mano de obra y tiempo de instalación.
- ✓ Costos indirectos.

d. Diseño y modelamiento del sistema de sostenimiento rediseñado

- Propuesta de rediseño basada en las condiciones reales de la galería:
 - ✓ Cambio de diseño de cuadros de madera de rectos a cónicos.
 - ✓ Cambio de diámetro de madera o su sección transversal.
 - ✓ Variación en el espaciamiento entre cuadros.
- Modelamiento y simulación del comportamiento estructural del nuevo diseño (uso de software como Dips, Phase2, Unwedge, AutoCAD, etc.).

e. Evaluación técnica y económica del rediseño

- Comparación de la capacidad de sostenimiento y seguridad del diseño actual versus el rediseñado.
- Estimación de ahorro económico por metro lineal y por avance total.

f. Elaboración de planos y esquemas técnicos

- Generación de planos del diseño actual y del propuesto (en AutoCAD u otro software de diseño).
- Elaboración de diagramas comparativos, gráficos de rendimiento y costos.

3.11 SELECCION DE TIPO DE SOSTENIMIENTO

La selección la selección del tipo de refuerzo constituye una fase esencial en el desarrollo de labores subterráneas, ya que garantiza la estabilidad del macizo rocoso, la protección del personal y la continuidad operativa. En la galería 595-NV-1495 de la empresa Minera Chalhuane S.A.C., se utiliza actualmente un sistema de sostenimiento con cuadros de madera, cuya eficiencia técnica y económica será evaluada para su posterior rediseño.

3.11.1 Caracterización del macizo rocoso

La caracterización del macizo rocoso implicó la definición de dominios estructurales que permitieron identificar las zonas con posibles problemas de estabilidad y, por tanto, con requerimiento de refuerzo.

En la unidad minera, las labores subterráneas se sostienen de acuerdo con la tabla geomecánica establecida y actualizada por la empresa, la cual considera la calidad del macizo rocoso y el tipo de excavación para definir el sostenimiento correspondiente, como pernos de anclaje, puntales de seguridad, cuadros de madera, cribbing y cimbras metálicas. Las dimensiones principales de las labores son: cruceros, galerías y by pass de 2.10 m × 2.40 m; subniveles de 0.90 m × 1.80 m; y niveles intermedios de 1.20 m × 1.80 m. En el caso de los tajos de vetas angostas, el sostenimiento se aplica según el tipo de roca y las condiciones geomecánicas definidas en dicha tabla. La Tabla Geomecánica actualizada de la unidad Minera Chalhuane S.A.C. se presenta en el Anexo 10, el cual sirve como sustento para la caracterización del macizo rocoso y la selección del sostenimiento en la presente investigación.

3.11.1.1 Sistema RMR de Bieniawski (1989)

La resistencia del macizo rocoso, medida a través del "Rock Mass Rating" (RMR), es una clasificación utilizada en geotecnia y geología con el objetivo de evaluar la calidad y estabilidad de un macizo rocoso para diversos fines, como la construcción de túneles, excavaciones, cimentaciones y otros proyectos de ingeniería.

EL cuadro siguiente categoriza la roca y las condiciones subterráneas en cinco clases (I a V) de acuerdo con factores como la resistencia, las discontinuidades, el agua subterránea, la dirección de las fallas y las características geotécnicas. La clase I indica las condiciones más favorables para túneles u obras subterráneas, mientras que la clase V representa las condiciones más adversas, con un alto peligro de derrumbes.

Tabla 5

Clasificación Geomecánica RMR

A								
PARAMETROS DE CLASIFICACION								
Resistencia de la roca intacta (Mpa)								
1	Ensayo de carga puntual	> 10	10-4	4-2	2-1	Rangos para Ens.		
	Compresion simple	> 250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	
	Puntuacion	15	12	7	4	2	1	
2	RQD (%)	100 - 90	90 - 75	75 - 50	50 - 25	< 25		
	Puntuacion	20	17	13	6	3		
3	Separacion de diaclasas	>2 m.	0.6-2m.	0.2-0.6m.	0.06-0.2m.	<0.06m.		
	Puntuacion	20	15	10	8	5		
Estado de discontinuidades:								
4	Longitud	< 1m.	1 - 3m.	3 - 10m.	10 - 20m.	> 20m.		
	Puntuacion	6	4	2	1	0		
	Abertura	Nada	< 0.1mm.	0.1 - 1.0mm.	1 - 5mm.	> 5mm.		
	Puntuacion	6	5	3	1	0		
	Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente Rug.	Lisa o plana	Pulida		
	Puntuacion	6	5	3	1	0		
	Relleno	Ninguno	< 5mm.(duro)	> 5mm.(duro)	< 5mm.(blando)	> 5mm.(blando)		
	Puntuacion	6	4	2	2	0		
	Alteracion	Inalterada	Liger. Alterada	Moder. Alterada	Muy alterada	descompuesta		
	Puntuacion	6	5	3	1	0		
	Agua subteranea							
	5	Flujo por C/10 m. de labor	Nulo	<10 Lts/min.	10-25 Lts/min.	25-125 Lts/min.	>125 Lts/min.	
Presion de agua/tension principal		0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
Estado general		Seco	Humedo	Mojado	Goteando	Fluyendo		
Puntuacion		15	10	7	4	0		
CORRECCION POR LA ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES								
B	Direccion y buzamiento	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable		
	Tuneles y minas	0	-2	-5	-10	-12		
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25		
	Taludes	0	-2	-25	-50	-60		
CLASIFICACION								
C	Clase	I	II	III	IV	V		
	Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala		
	Puntuacion	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20		
CARACTERISTICAS GEOTECNICAS								
D	Clase	I	II	III	IV	V		
	Tiempo de mantenimiento	10 años	6 meses	1 semana	10 horas	30 minutos		
	Longitud	15 m.	8 m.	5 m.	2.5 m.	1 m.		
	Cohesion	> 4 Kp/cm2	3 - 4 Kp/cm2	2 - 3 Kp/cm2	1 - 2 Kp/cm2	< 1 Kp/cm2		
	Angulo de rozamiento	> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°		
EFECTO DE LA ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES								
E	Direccion perpendicular al eje del tunel				Direccion paralela		Buzamiento	
	Avance con buzamiento		Avance contra el buzamiento		Al eje del tunel		0° - 20°	
	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	Cualquier direccion	
	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy favorable	Media	Muy desfavorable	

Nota. Parámetros obtenidos de Bieniawski (1989).

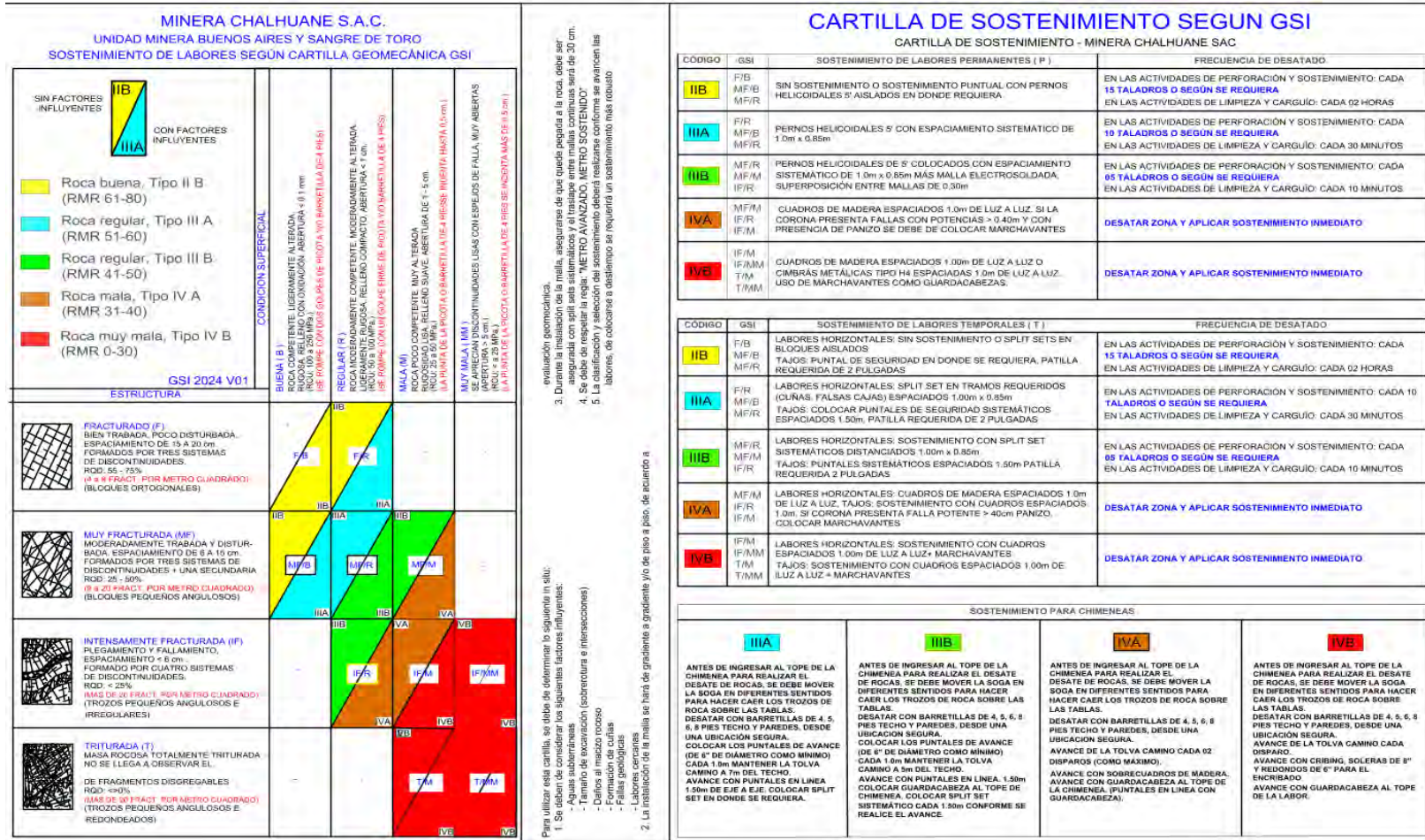
3.11.1.2 GSI (índice de resistencia geológica)

El índice de resistencia geológica GSI, también conocido como el método de clasificación GSI constituye un sistema para describir las características geomecánicas de los macizos rocosos, permitiendo una identificación sencilla mediante la valoración visual de las características geológicas en terreno.

Puede llevarse a cabo por un geólogo o un ingeniero geotécnico. Las observaciones se fundamentan en la apreciación del macizo a nivel estructural y en las condiciones que presenta su superficie (discontinuidades). Por ello, el criterio considera el grado de alteración o meteorización de las rocas, su evolución geológica y condiciones de formación, el estado de fracturación que exhiben, así como la orientación y disposición de las juntas o discontinuidades, resistencia al golpe de la picota o barretilla, también toma en cuenta los factores influyentes (aguas subterráneas, tamaño de excavación, formación de cuñas, fallas geológicas y labores cercanas), con estos datos obtenidos se podrá determinar la clase de refuerzo que debe emplearse de acuerdo con la tabla geomecánica (ver figura 13).

Figura 13

Tabla geomecánica de Minera Chalhuané SAC (versión 01)



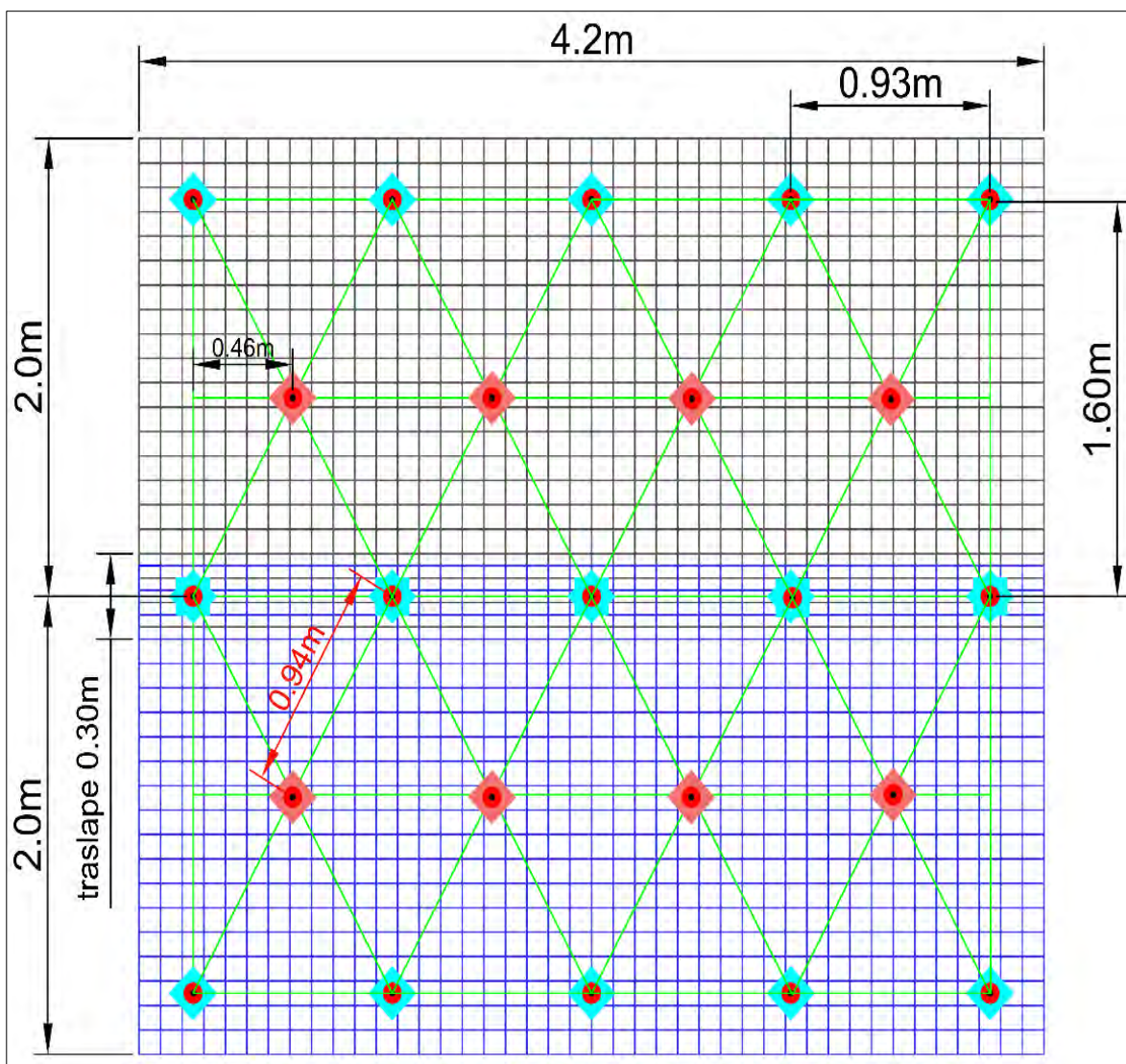
Nota. Documento técnico proporcionado por el Departamento de Geomecánica de la Minera Chalhuané S.A.C.

3.11.2 Diseño de sostenimiento para labores de exploración y desarrollo

Las labores horizontales de exploración y desarrollo, como galerías, cortadas, By pass, se llevan a cabo con sostenimiento utilizando pernos puntuales, mallas, split set y cuadros de madera. Esto depende del tipo de roca que se encuentra en la excavación y el diseño de sostenimiento se determina con la evaluación geomecánica.

Figura 14

Diseño de sostenimiento con malla y Split set sección 2.10m x 2.40m-vista planta



Nota. Estandar proporcionado por el Departamento de Geomecánica de la Minera Chahuane S.A.C.

3.11.3 Elección del tipo de sostenimiento con Software

3.11.3.1 Clasificación geomecánica de la GL595SE-Nv 1495

Para la clasificación geomecánica de la masa rocosa se empleó la información obtenida del mapeo geo mecánico de campo, realizado mediante el “método de mapeo por estación o celdas”, utilizando los criterios del sistema de clasificación geomecánica de Rock Mass Rating (RMR) de Bieniawski (1989) y el sistema GSI modificado, se han caracterizado 02 ventanas, en el cual se describe a continuación a partir de los valores promedio obtenidos en las evaluaciones realizadas.

Resumen de clasificaciones:

Tabla 6

Clasificación Geomecánica RMR-GSI de la GL595SE-Nv.1495

/CLASIFICACION	ZONAS	
	Caja piso	Caja techo
RMR	38	31
GSI	MF/M	IF/M

Nota. Elaboración propia

Los valores resumidos en la Tabla 6 fueron obtenidos a partir del procesamiento de los registros geomecánicos de campo y su contraste con la tabla geomecánica de la unidad, los cuales se adjuntan en los Anexos 10 y 11 para fines de verificación y trazabilidad técnica.

La clasificación geomecánica del macizo rocoso, con fines del estudio en el área de interés, se determina del “proceso, examen e interpretación de la información litológica y estructural a través del registro geomecánico. Los resultados derivados del proceso de clasificación geomecánica en el presente estudio se expresan en función del índice RMR, a

continuación, se presenta la síntesis de las características estructurales y geomecánicas que definen al dominio.

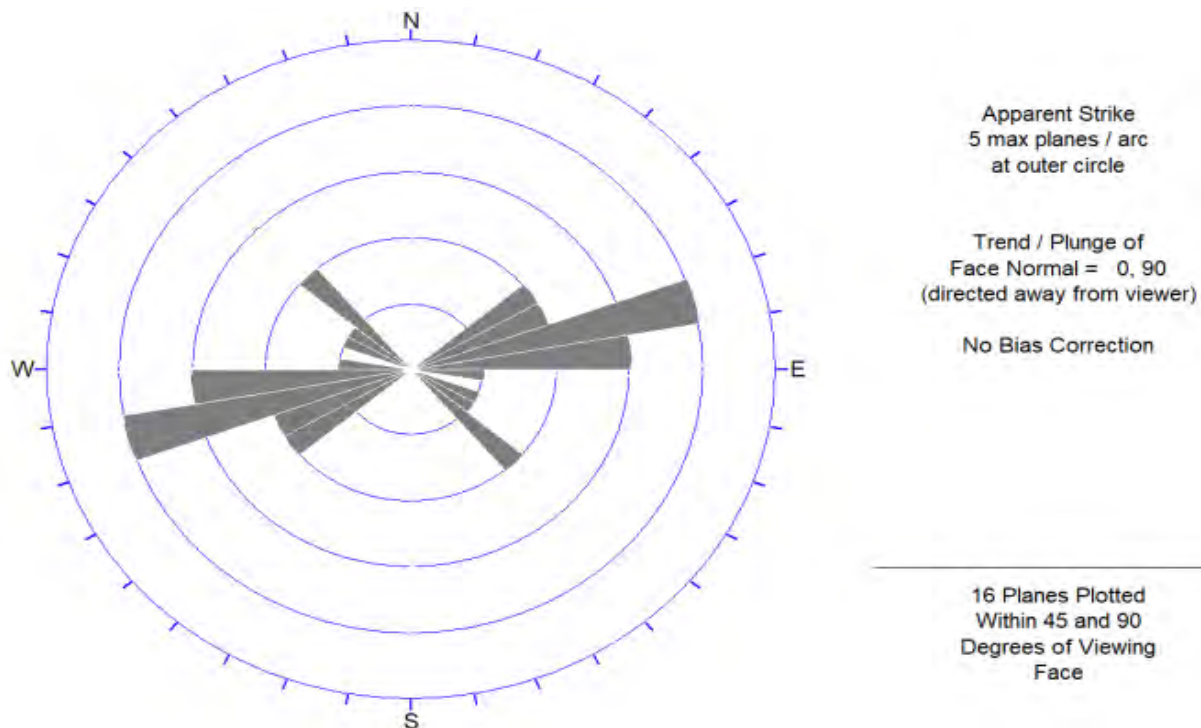
- **RQD**, desde el punto de vista estructural se clasifica como un material muy fracturado (RQD: 50 – 75 para la caja techo y RQD: 25 – 50 para la caja piso)
- **RCU**, presenta una resistencia a compresión simple variable entre “25-50 MPa”.
- **Espaciamiento**, variable entre “0.2 – 0.6 metros” en el caso de la caja techo y “0.06 – 0.2 metros” en la caja piso.
- **Condición de discontinuidades**, las longitudes de persistencia oscilan entre “10 y 20 metros”, mientras que las separaciones entre paredes opuestas de las discontinuidades fluctúan entre “0.1 y 1.0”; las superficies de dichas discontinuidades se presentan “lisa”; por lo general con relleno “suave menor a 5mm”; la alteración en las paredes de discontinuidades es “Muy alterada”.
- **Condición del Agua Subterránea**, es “seco”. La presencia de agua en la masa rocosa de las excavaciones subterráneas ejerce un efecto negativo sobre las condiciones de estabilidad de las labores. Su principal impacto radica en la presión que genera dentro de las discontinuidades, lo que reduce la resistencia al corte del macizo y favorece la aparición de condiciones de inestabilidad en las labores subterráneas.

3.11.3.2 Caracterización estructural con software DIPS

Se realiza la evaluación en base a características estructurales desfavorables en orientación tanto de buzamiento (DIP) como dirección de buzamiento (DDIP).

Figura 17

Diagrama de rosetas de polos del fracturamiento estructural en la GL595 SE

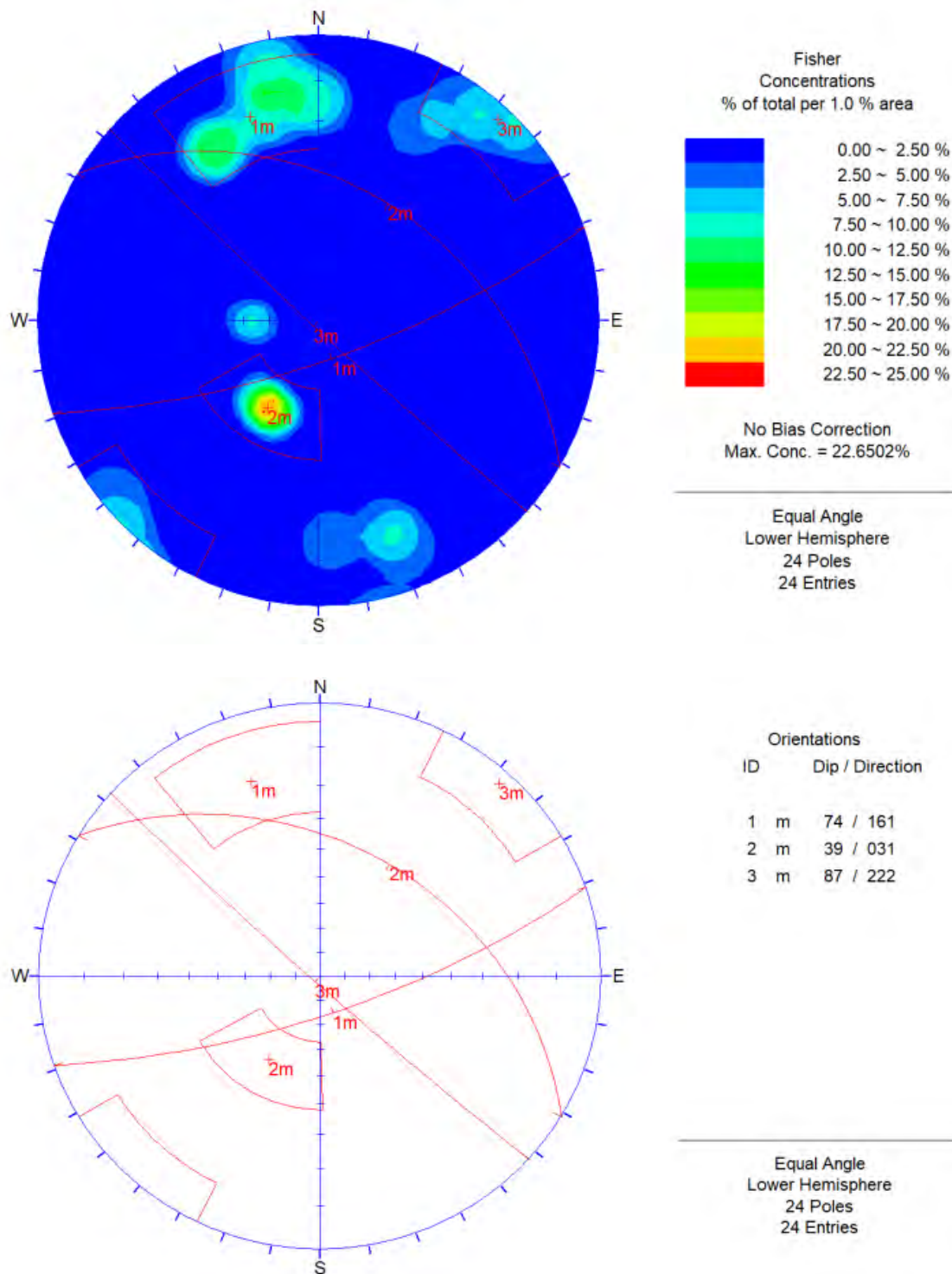


Nota. Elaboración propia

El diagrama de rosetas fue utilizado como herramienta de caracterización estructural del macizo rocoso, con la finalidad de identificar la orientación predominante de las discontinuidades presentes en la galería 595-NV-1495. Su interpretación permitió evidenciar un fracturamiento principal en dirección W-E y, en menor medida, en dirección NW-SE, información que resultó necesaria para reconocer la distribución espacial de las discontinuidades y su relación con la dirección de avance de la labor. Estos resultados constituyeron la base para el análisis estereográfico posterior y para la definición de los parámetros estructurales empleados en las simulaciones geomecánicas desarrolladas con los softwares DIPS, PHASE2 y UNWEDGE.

Figura 18

Diagrama estereográfico compuesto de círculos máximos y familias principales de discontinuidades



Nota. Elaboración propia

Como puede observarse en estos resultados, se distinguen con claridad tres sistemas característicos de discontinuidades estructurales en la GL595SE Nv. 1495.

Sistema 1 (S1). - Es la de mayor importancia haciendo el compilado de toda la información estereográfica, conformado principalmente por estructuras tipo fallas y diaclasas, con una orientación de buzamiento promedio de 161° y un ángulo de inclinación promedio de 74° .

Sistema 2 (S2). - Es la siguiente en importancia haciendo el compilado de toda la información estereográfica, conformado principalmente por estructuras tipo diaclasas. Tiene dirección de buzamiento promedio de 031° y buzamiento promedio de 39° .

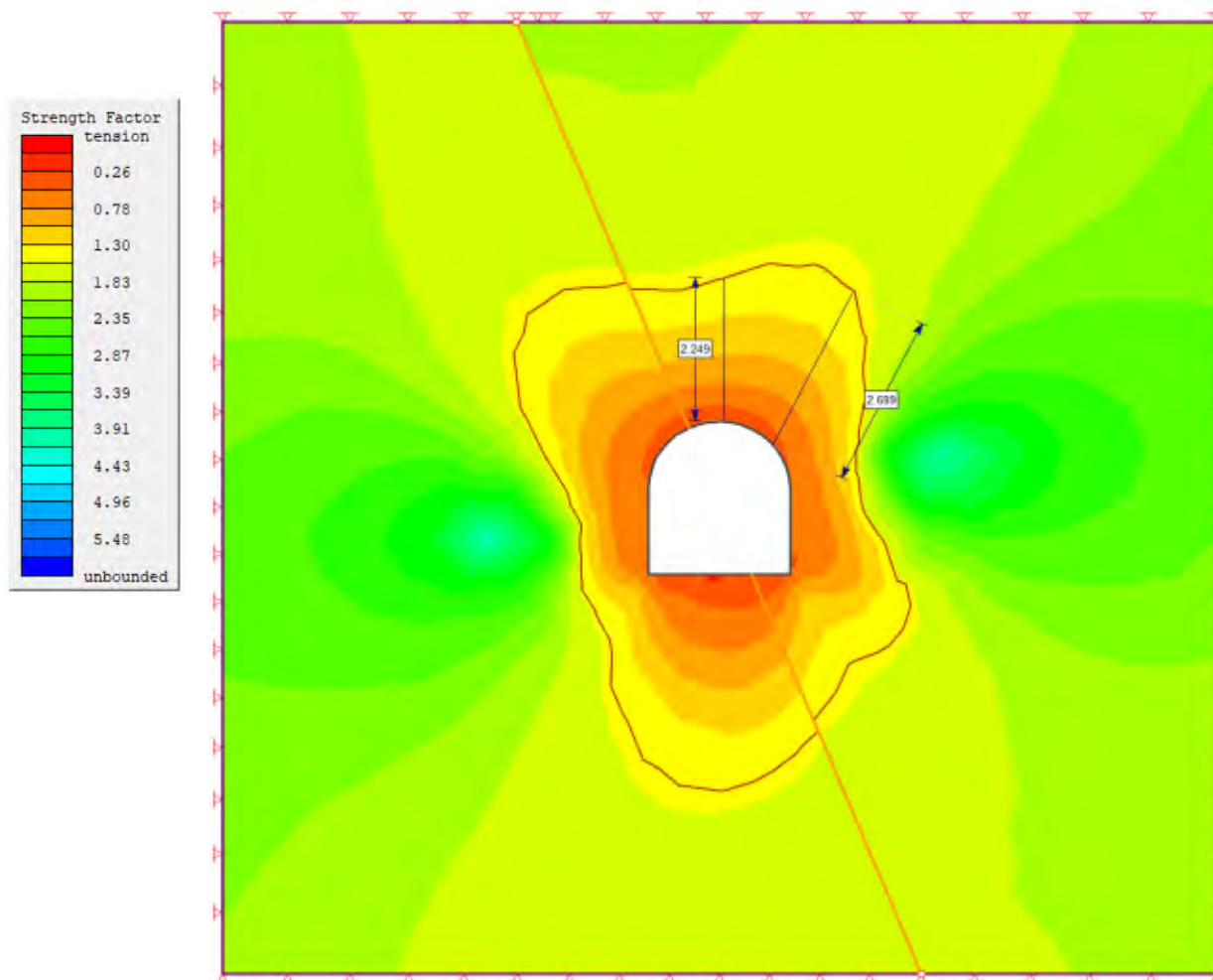
Sistema 3 (S3). - Es la de menor importancia haciendo el compilado de toda la información estereográfica, constituido principalmente por estructuras tipo diaclasas. presenta una orientación de buzamiento promedio de 222° y un ángulo de inclinación promedio de 87° .

3.11.3.3 Modelo numérico tenso deformacional con el software PHASE2

Se realiza modelos numéricos a fin de conocer el factor de resistencia y la estabilidad de la excavación con el sistema de sostenimiento propuesto.

Figura 19

Distribución del Factor de Seguridad en la excavación GA595 SE sin sostenimiento



Nota. Elaboración propia.

Modelo numérico bidimensional elaborado en PHASE2. Parámetros de entrada: sección 2.10 m × 2.40 m, encampane 60 m, condición estática, macizo rocoso con RMR entre 31 y 38. El criterio de aceptación considerado fue $FS \geq 1.5$ para estabilidad de largo plazo.

La Figura 19 corresponde a la simulación numérica bidimensional realizada en PHASE2 para la labor GA595 SE, considerando una sección de excavación de 2.10 m ×

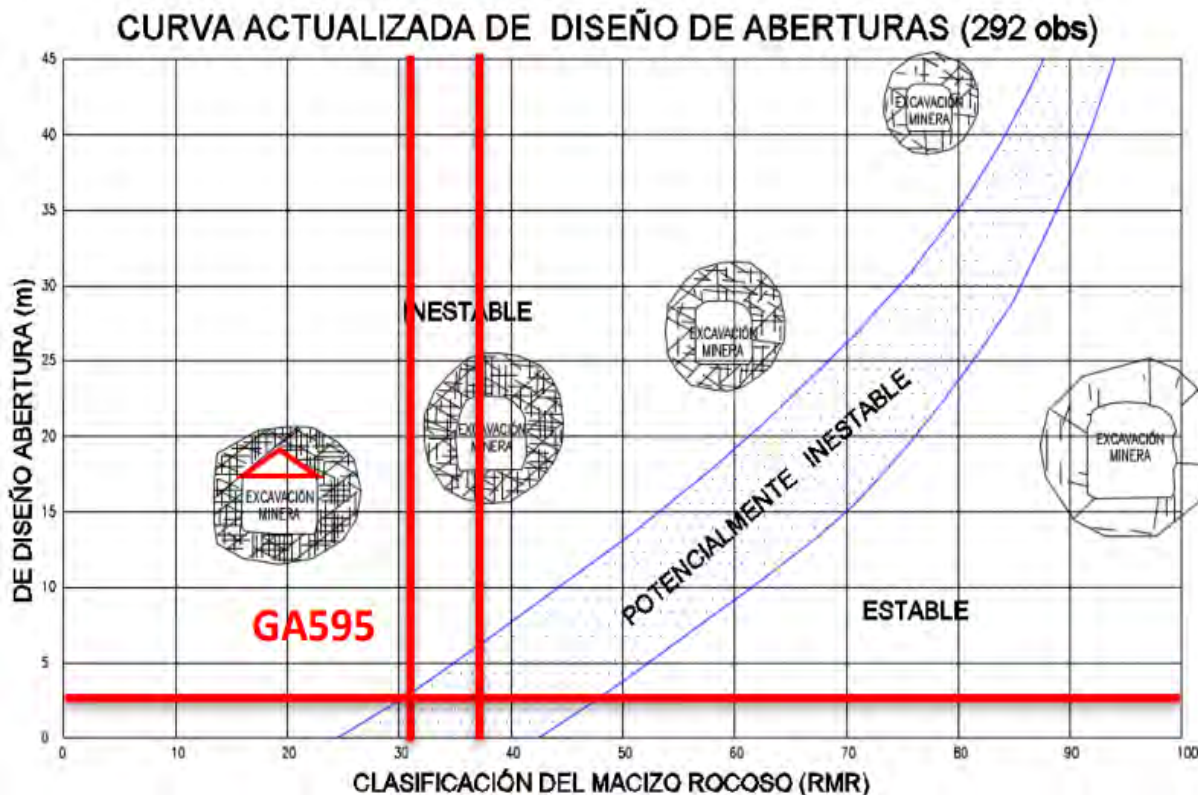
2.40 m, condición estática, y un encampane aproximado de 60 m. El resultado representado corresponde a la distribución del Strength Factor (FS) alrededor de la abertura, tomando como referencia el criterio de aceptación de $FS \geq 1.5$ para condiciones de estabilidad a largo plazo. Los resultados evidencian una disminución del factor de seguridad en la periferia inmediata de la excavación, principalmente en la corona y los hastiales, donde se concentran los sectores de mayor sollicitación. Asimismo, se identifica una franja de plastificación de aproximadamente 2.6 m alrededor de la excavación, lo cual indica que, bajo las condiciones modeladas, la abertura presenta una condición de estabilidad comprometida y requiere un sistema de sostenimiento adecuado para controlar deformaciones y garantizar su estabilidad global.

3.11.3.4 Análisis de estabilidad y sostenimiento por métodos empíricos

Considerando una abertura de 2.10m y clasificación de RMR entre 31-38 se evidencia una zona potencialmente inestable.

Figura 20

Evaluación de la estabilidad de la GL595 SE



Nota. Gráfico adaptado de la curva de diseño de aberturas, por N. Barton, 1974. El análisis posiciona la labor GA595 según la clasificación del macizo rocoso (RMR).

La GL595SE se encuentra excavada en roca encajonante cercana presentando RMR de entre 31 y 38 desde la bocamina hasta los 60 metros de entrada, esto producto del intemperismo de la roca. En la figura se muestra que la GL595 SE se encuentra en una zona potencialmente inestable y al borde de ser una labor inestable.

Para la evaluación del sostenimiento de la galería 595-NV-1495 se hizo uso de la tabla empírica de Barton, la cual permitió estimar la calidad del macizo rocoso y definir el tipo de soporte requerido en función de las condiciones geomecánicas de la labor, considerando la información obtenida en campo para la galería 595-NV-1495, se asumieron los siguientes parámetros para la estimación de la calidad del macizo rocoso mediante el

sistema Q de Barton: $RQD = 35$, $J_n = 9$, $J_r = 1$, $J_a = 4$, $J_w = 1$ y $SRF = 5$. Al reemplazar estos valores en la expresión:

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

Reemplazando:

$$Q = \frac{35}{9} \times \frac{1}{4} \times \frac{1}{5}$$

$$Q = 3.89 \times 0.25 \times 0.20$$

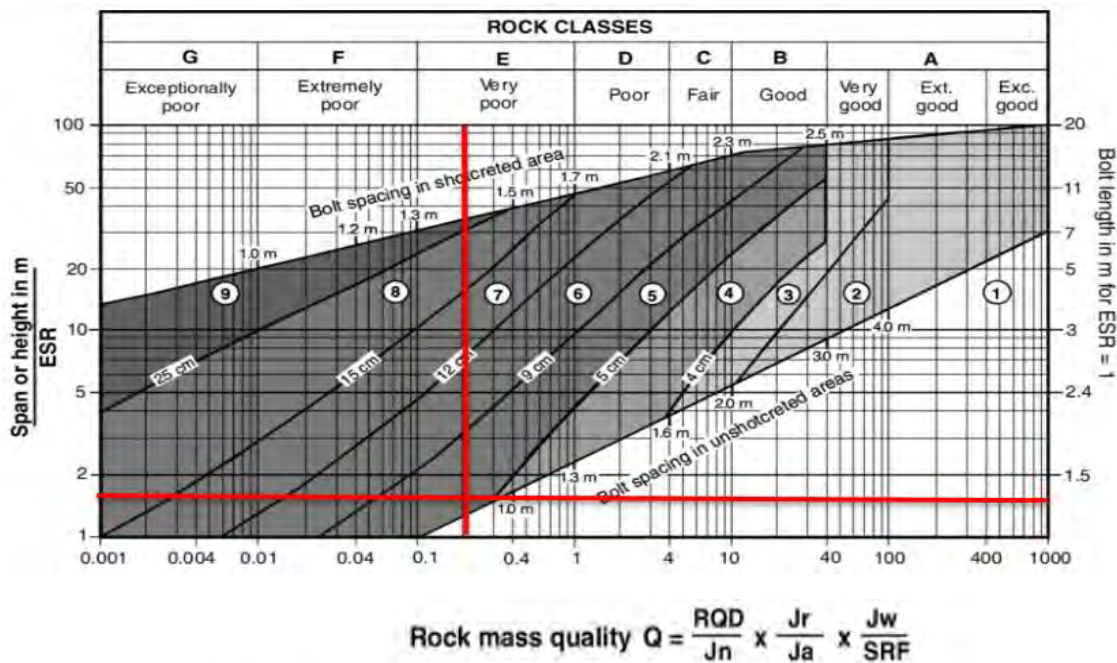
$$Q = 0.194 \approx 0.2$$

Lo que permite clasificar al macizo rocoso dentro de una calidad muy pobre. Este resultado es coherente con las condiciones geomecánicas observadas en la labor, caracterizadas por la presencia de varias familias de discontinuidades, superficies lisas, relleno suave, alteración en las paredes de discontinuidad y comportamiento estructural desfavorable. Los datos de campo empleados para esta estimación, así como los registros geomecánicos correspondientes, se presentan y sustentan en los anexos de la presente investigación.

Se consideró la dimensión equivalente de la excavación, definida como la relación entre la luz de la labor y el ESR (Excavation Support Ratio). En la galería 595-NV-1495, la sección de excavación es de 2.10 m × 2.40 m, por lo que la luz de la labor corresponde al ancho de la excavación, es decir, 2.10 m. Asimismo, se adoptó un valor de ESR = 1.6, debido a que la labor evaluada corresponde a una excavación minera de carácter permanente, de acuerdo con los criterios del sistema Q de Barton. En consecuencia, la dimensión equivalente resultó de la expresión $De = \frac{2.10}{1.6} = 1.31 \approx 1.3$, **Luz/ESR = 2.1/1.6 = 1.3**, valor que permitió ubicar la condición de la labor dentro del gráfico de sostenimiento y definir el soporte requerido.

Figura 21

Evaluación del sostenimiento con la tabla empírica de Barton



REINFORCEMENT CATEGORIES:

- | | |
|---|---|
| <ul style="list-style-type: none"> 1) Unsupported 2) Spot bolting 3) Systematic bolting 4) Systematic bolting, (and unreinforced shotcrete, 4 - 10 cm) 5) Fibre reinforced shotcrete and bolting, 5 - 9 cm | <ul style="list-style-type: none"> 6) Fibre reinforced shotcrete and bolting, 9 - 12 cm 7) Fibre reinforced shotcrete and bolting, 12 - 15 cm 8) Fibre reinforced shotcrete, > 15 cm, reinforced ribs of shotcrete and bolting 9) Cast concrete lining |
|---|---|

Nota. Gráfico adaptado de la cartilla empírica de dimensionamiento de soporte, por N. Barton, 1974.

De acuerdo con la evaluación del sostenimiento mediante la tabla empírica de Barton, la intersección entre la dimensión equivalente de la excavación ($Luz/ESR \approx 1.3$) y el valor de calidad del macizo rocoso ($Q \approx 0.20$) ubica a la galería dentro de una condición de roca de calidad muy pobre a pobre. En términos de sostenimiento, esta condición corresponde a la categoría 5 de refuerzo, la cual recomienda el uso de shotcrete reforzado con fibra y empernado, con un espesor aproximado de 5 a 9 cm. Este resultado evidencia que la excavación requiere un sostenimiento robusto para garantizar su estabilidad, debido a la baja calidad geomecánica del macizo rocoso. Asimismo, la interpretación del gráfico

confirma que la labor no puede considerarse autosostenida y que, por tanto, necesita un sistema de soporte permanente capaz de controlar las deformaciones y prevenir inestabilidades; sin embargo, considerando las condiciones operativas y los elementos de sostenimiento disponibles en la unidad minera, este resultado sustenta técnicamente la necesidad de emplear un sistema de soporte de alta capacidad, como los cuadros de madera propuestos en la presente investigación.

3.11.3.5 Análisis de cuñas con software UNWEDGE

En la GA595 se realiza el análisis e identificación de cuñas en base a los 3 sistemas de familias de discontinuidades, identificando 1 cuña de tonelaje considerable y bajo FS, además de la formación de cuñas en menor escala producto del alto fracturamiento de la roca.

Este análisis está en base a la identificación de cuñas en base a los conjuntos de discontinuidades presentes, dirección de la labor, propiedades de las fracturas estructurales y sismicidad ($k=0$).

Figura 22

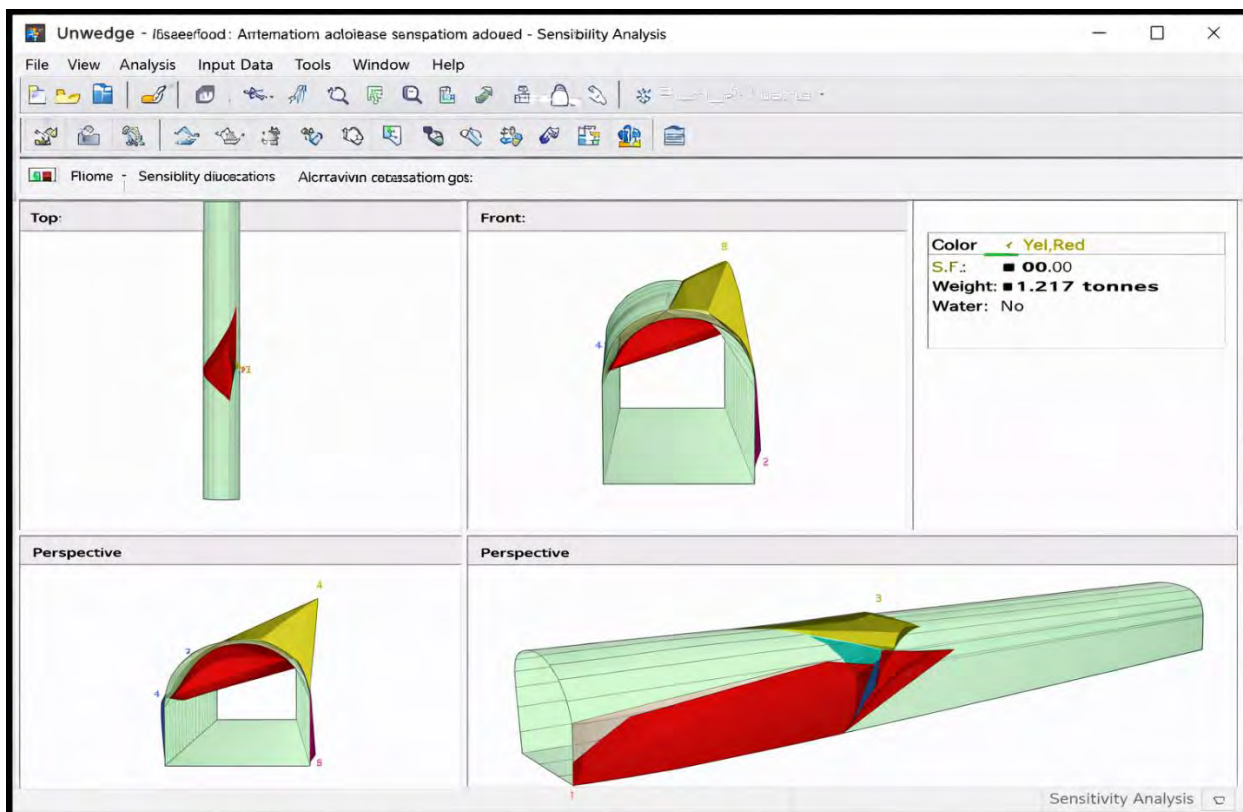
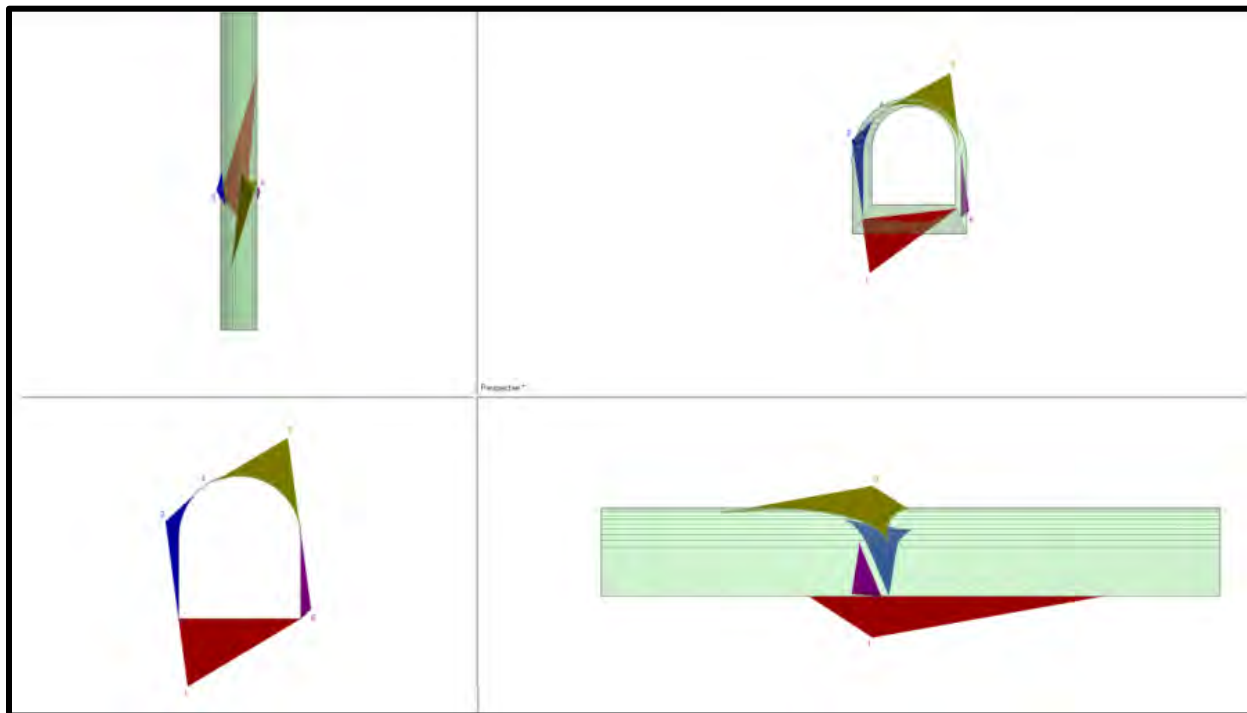
Identificación de cuñas en la GL595SE con software UNWEDGE

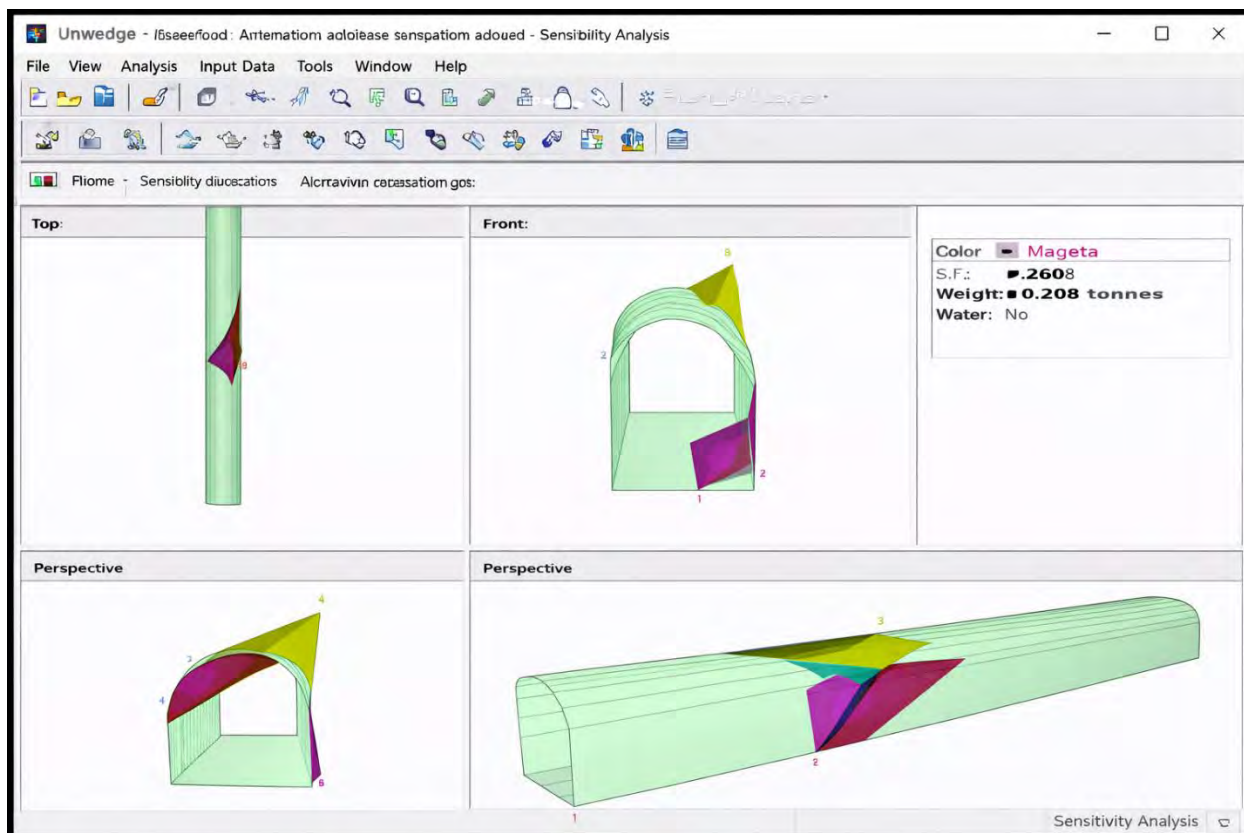
Upper Left wedge [3]
FS: 14.562
Weight: 0.254 tonnes
Roof wedge [4]
FS: 368.915
Weight: 0.000 tonnes
Lower Right wedge [6]
FS: 17.310
Weight: 0.091 tonnes
Roof wedge [8]
FS: 0.000
Weight: 1.603 tonnes

Nota. Elaboración propia

Figura 23

Peso y Factor de Estabilidad de Cuñas Identificadas en la GL595SE con software UNWEDGE





Nota. Elaboración propia

El análisis de cuñas realizado con el software UNWEDGE evidenció que la condición estructural de la GL595 SE está controlada por la intersección de los tres sistemas de discontinuidades identificados en el macizo rocoso, en una excavación de 2.10×2.40 m y bajo condición estática ($k = 0$). En el caso base de la investigación, se identificó una cuña crítica de techo con un peso aproximado de 1.6 toneladas y bajo factor de seguridad, lo que confirmó la presencia de una condición de inestabilidad potencial en la corona de la labor. En ese contexto, el uso de cuadros de madera espaciados a 1.20 m presenta capacidad portante suficiente para sostener de forma segura dicha cuña crítica, considerando que su capacidad resistente supera ampliamente la carga generada por el bloque potencialmente inestable. Este resultado es coherente con la caracterización geomecánica de la labor, donde se reporta un macizo rocoso con RMR entre 31 y 38, alto fracturamiento, riesgo estructural

medio a alto y necesidad de un sostenimiento robusto para garantizar la estabilidad global de la excavación.

De manera complementaria, en una simulación adicional se identificó una cuña lateral inferior derecha, representada en color magenta, con un factor de seguridad de 0.2608 y un peso de 0.208 toneladas. Aunque su peso es considerablemente menor que el de la cuña crítica de techo, su factor de seguridad también es menor que la unidad, lo que indica una condición inestable y la posibilidad de desprendimiento local en el hastial. Este resultado complementario demuestra que la excavación no solo presenta susceptibilidad a fallas en la corona, sino también en zonas laterales asociadas a la geometría de la abertura y a la intersección desfavorable de discontinuidades. Por tanto, el sostenimiento propuesto no solo debe responder a la cuña de mayor tonelaje, sino también controlar bloques secundarios de menor peso pero igualmente inestables, reforzando así la necesidad de emplear un sistema de sostenimiento continuo, robusto y con adecuada capacidad de confinamiento en corona y hastiales.

El uso de cuadros de madera espaciados 1.20 metros, además de soportar la roca en estado plástico, tiene la capacidad portante suficiente para sostener de forma segura la cuña crítica de peso 1.6 Tn (capacidad portante de un cuadro de madera es superior a las 10Tn).

Conclusión de la evaluación:

Del análisis de rosetas en base a la información estructural, se tiene la factibilidad de la labor con un riesgo estructural medio a alto, dependiendo de la dirección de avance de la labor, en caso se haga en la misma dirección de la falla, será de riesgo medio.

- De acuerdo con el análisis por modelo numérico y mediante métodos empíricos,

se determina que el sostenimiento debe de ser robusto, consistiendo en cuadros de madera espaciados 1.20 metros con redondos.

- La estabilidad de la labor está dentro de los parámetros geomecánicos, considerando la G1595 SE del nivel 1495 de la Zona Sangre de Toro, para una abertura de 2.10 x 2.40. Se resuelve que el uso de marcos de madera como sistema de sostenimiento resulta viable conforme a los datos obtenidos y el análisis realizado.
- La excavación presenta potencial inestabilidad por el bajo encampane, las fracturas abiertas y el intemperismo superficial producto de la infiltración de agua.
- Los softwares DIPS, PHASE2 y UNWEDGE fueron empleados como herramientas complementarias para la evaluación geomecánica del macizo rocoso de la galería 595-NV-1495. DIPS permitió analizar la orientación y distribución de las discontinuidades; PHASE2 se utilizó para evaluar el comportamiento tensodeformacional del macizo rocoso y la estabilidad global de la excavación; y UNWEDGE permitió identificar cuñas potencialmente inestables asociadas a la intersección de discontinuidades. No obstante, la verificación estructural del sostenimiento con cuadros de madera no se realizó directamente mediante dichos programas, debido a que estos no modelan de manera específica el comportamiento mecánico de la madera empleada en la labor. Por ello, la validación del sostenimiento propuesto se efectuó mediante cálculos estructurales analíticos del sombrero y los postes, complementados con observaciones y registros de campo.

3.12 DISEÑO Y DESCRIPCION DEL SOSTENIMIENTO

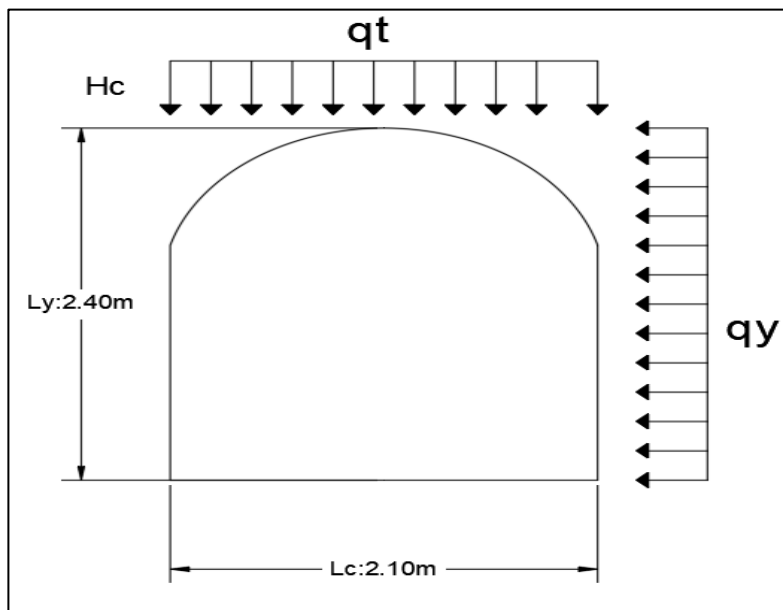
3.12.1 *Calculo teórico para el diseño del sostenimiento*

El diseño del sostenimiento con cuadros de madera para la galería 595-NV-1495 se fundamentó en métodos de análisis aplicables a excavaciones subterráneas, considerando que la excavación altera el estado tensional original del macizo rocoso y genera una redistribución de esfuerzos alrededor de la abertura. En ese sentido, las ecuaciones empleadas en la presente investigación no corresponden a formulaciones de taludes superficiales, sino a criterios desarrollados para el análisis de tensiones in situ, cargas sobre excavaciones subterráneas y diseño de elementos de sostenimiento en minería subterránea, conforme a lo expuesto por Carpio, A. (2025) en su obra *Diseño de sostenimiento en minas subterráneas*.

a) *Altura de carga*

Figura 24

Altura de carga y esfuerzos horizontales y verticales en cuadros rectos.



Nota. Elaboración propia

$$H_c = \left(\frac{100 - \text{RMR}}{100} \right) * L_c$$

$$H_c = \left(\frac{100 - 35}{100} \right) * 2.10\text{m}$$

$$H_c = 1.37\text{m}$$

b) Esfuerzo vertical

$$\sigma_v = H_c * \rho$$

$$\sigma_v = 1.37\text{m} * 2.7\text{ton/m}^3$$

$$\sigma_v = 3.70\text{ton/m}^2$$

c) Relación de esfuerzo horizontal y vertical

Relación de Esfuerzo Horizontal y Esfuerzo Vertical (Shorey, 1994): Donde Z =60 m, Eh hallamos con la fórmula de (Serafín y Pereira) el cual incluye el RMR.

$$\text{RMR} < 50$$

$$E_h = 10^{\frac{\text{RMR}-10}{40}}$$

$$E_h = 10^{\frac{35-10}{40}} = 4.22\text{Gpa}$$

$$K = 0.25 + 7 * E_h * (0.001 + 1/Z)$$

$$K = 0.25 + 7(4.22) * (0.001 + 1/60)$$

$$K = 0.77$$

$$K = \frac{\sigma_h}{\sigma_v}$$

$$\sigma_h = 0.77 * 3.70\text{ton/m}^2$$

$$\sigma_h = 2.84 \text{ ton/m}^2$$

3.12.2 Cálculo de parámetros para cuadros rectos espaciados a 1.0m

a) Datos generales de cuadros rectos

Se tienen los siguientes datos de la GL595SE Nv 1495:

Sección: 2.10 m x 2.40 m

Ancho (Lc): 2.10m

Alto (Ly): 2.40m

Longitud de sombrero (L):2.50m

RMR: 35

$$\alpha: = \frac{100-35}{100} = 0.65$$

Espaciamiento (a): 1.00m

$$\rho = 2.7 \text{ ton/m}^3$$

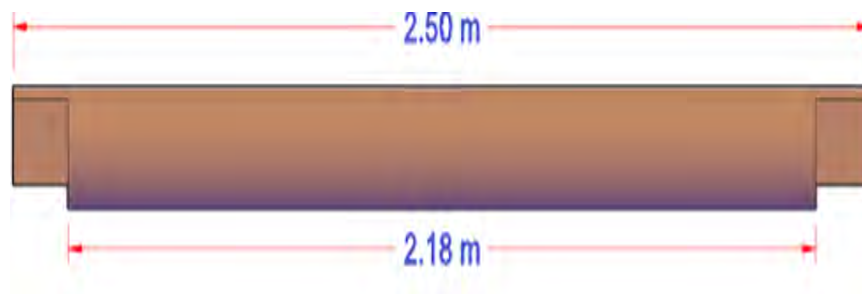
$$\text{Esfuerzo admisible - tensión} = \sigma_{sf} = 453.3 \frac{\text{Kg}}{\text{cm}^2}$$

$$\text{Esfuerzo admisible-corte} = \tau = 30 \text{ kg/cm}^2$$

b) Cálculo de carga distribuida en el techo

Figura 25

Longitud de sombrero de cuadro recto



Nota. Elaboración propia

$$qt = \alpha * L * \rho * a$$

$$qt = 0.65 * 2.50 \text{ m} * 2.7 \frac{\text{Tn}}{\text{m}^3} * 1.0 \text{ m}$$

$$qt = 4.38 \left(\frac{\text{Tn}}{\text{m}} \right) = 4387.50 \frac{\text{Kg}}{\text{m}}$$

c) *Cálculo de fuerza cortante(V), Momento flector (Mu)*

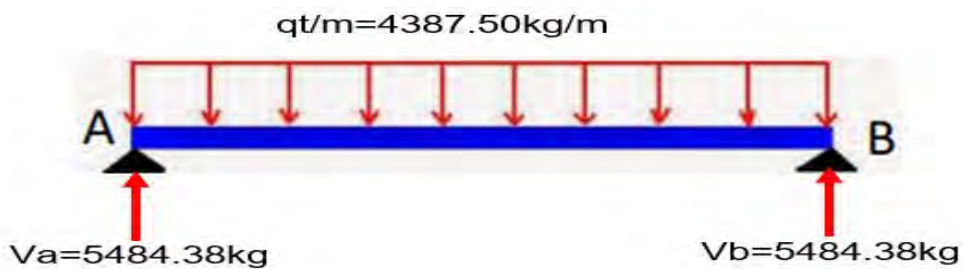
Reacción en punto A:

$$Va = \frac{qt * L}{2}$$

$$Va = \frac{4387.50 \frac{\text{Kg}}{\text{m}} * 2.50 \text{ m}}{2} = 5484.38 \text{ Kg}$$

Figura 26

Carga distribuida en el techo con cuadro recto



Nota. Elaboración propia

Momentos en el puntal:

$$Mu = \frac{qt * L^2}{8}$$

$$Mu = \frac{4387.50 * 2.50^2}{8} = 3427.73 \text{ Kg.m}$$

$$Mu = 342773.44 \text{ Kg. cm}$$

d) Cálculo de diámetro de puntal requerido

$$dc = \sqrt[3]{\frac{32 * Mu}{\pi * \sigma f}}$$

$$dc = \sqrt[3]{\frac{32 * 342773.44 \text{ Kg} * \text{cm}}{\pi * 280 \frac{\text{Kg}}{\text{cm}^2}}}$$

$dc = 23.19 \text{ cm} \approx 9.13 \text{ pulgadas}$ se redondea $dc \approx 9 \text{ pulgadas}$ (diámetro recomendado para soportar carga de la corona)

e) Cálculo de esfuerzos de tensión y compresión

$$S = \frac{\pi * dc^3}{32} = \frac{\pi * 23.19^3}{32}$$

$$S = 1124.34 \text{ cm}^3$$

$$\sigma_{\max} = \frac{Mu}{S} = \frac{342773.44 \text{ Kg. cm}}{1124.34 \text{ cm}^3}$$

$$\sigma_{\max} = 279.96 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

Verificación del esfuerzo cortante en el destaje del sombrero

$$A = \frac{\pi * dc^2}{4}$$

$$A = \pi * \frac{23.19^2}{4} = 422.36 \text{ cm}^2$$

$$\tau = \frac{Va}{A}$$

$$\tau = \frac{5484.38 \text{ Kg}}{0.75 * 422.36 \text{ cm}^2} = 17.31 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

Esfuerzo admisible la corte de la madera $\tau_{\text{max}} = 30 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$

$$17.31 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2} < 30 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2} \text{ (el destaje no va a fallar, es seguro)}$$

f) Cálculo del factor de seguridad del sombrero

la madera de eucalipto tiene un esfuerzo admisible a la tensión paralela a sus fibras de 453.3 kg/cm², el σ_{max} calculado es de 279.96.14kg/cm²

$$\text{FS} = \frac{\sigma_{\text{admisible}}}{\sigma_{\text{max}}}$$

$$\text{FS} = \frac{453.3 \frac{\text{Kg}}{\text{cm}^2}}{279.96 \frac{\text{Kg}}{\text{cm}^2}}$$

$$\text{FS} = 1.62$$

Para labores permanentes, el factor de seguridad debe de ser mayor a 1.5, el factor de seguridad esperado es de 1.62, cumpliendo el requerimiento.

g) Cálculo de la carga sobre el poste transmitido del sombrero:

$$P = \frac{W}{2}$$

$$W = \sigma_v * a * Hc$$

$$w = 3.70 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2} * 1.0\text{m} * 1.37\text{m} = 5.069\text{ton}$$

$$P = \frac{5.069\text{ton}}{2}$$

$$P = 2.53\text{ton} = 2534.5\text{kg}$$

$$q_y = \sigma_h * a$$

$$q_y = 2.84 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2} * 1.0\text{m}$$

$$q_y = 2.84 \frac{\text{ton}}{\text{m}} = 2840 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

h) Cálculo del módulo de esbeltez

Para $d = 9.13$ pulgadas $= 0.2319\text{m}$

$$\lambda = \frac{4 * L}{d}$$

$$\lambda = \frac{4 * 2.50\text{m}}{0.2319\text{m}}$$

$$\lambda = 43.12 = 43$$

i) Calculamos el módulo de flambéo(w)

Función de la relación de esbeltez $w=f(\lambda)$

$$K=1$$

$$\lambda = \frac{k * L_y}{r}$$

$$r = \frac{dc}{4} = \frac{23.19\text{cm}}{4}$$

$$r=6\text{cm}$$

Contante $K=1$ para postes de cuadros rectos.

$$\lambda = \frac{1 * 240\text{cm}}{6\text{cm}}$$

$$\lambda = 40\text{cm}$$

Mediante la siguiente tabla se realiza el cálculo del factor de flambéo de los postes relacionando radio de los postes vs el módulo de esbeltez

Tabla 7

Factor de flambéo para poste de cuadro recto

FACTORES DE FLAMBEO (ω)										
X	X+									
X	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
0	1	1.01	1.01	1.02	1.03	1.03	1.04	1.05	1.06	1.06
10	1.07	1.08	1.09	1.09	1.1	1.11	1.12	1.13	1.14	1.15
20	1.15	1.16	1.17	1.18	1.19	1.2	1.21	1.23	1.23	1.24
30	1.25	1.26	1.27	1.29	1.29	1.3	1.32	1.33	1.34	1.35
40	1.36	1.38	1.39	1.4	1.42	1.43	1.44	1.46	1.47	1.49
50	1.5	1.52	1.53	1.55	1.56	1.58	1.6	1.61	1.63	1.65
60	1.67	1.69	1.7	1.72	1.74	1.76	1.79	1.81	1.83	1.85
70	1.87	1.9	1.92	1.95	1.97	2	2.03	2.05	2.08	2.11
80	2.14	2.17	2.21	2.24	2.27	2.31	2.34	2.38	2.42	2.46
90	2.5	2.54	2.58	2.63	2.68	2.73	2.78	2.83	2.88	2.94
100	3	3.07	3.14	3.21	3.28	3.35	3.43	3.5	3.57	3.65
110	3.73	3.81	3.89	3.97	4.05	4.13	4.21	4.29	4.38	4.46
120	4.55	4.64	4.73	4.82	4.91	5	5.09	5.19	5.28	5.38
130	5.48	5.57	5.67	5.77	5.88	5.98	6.08	6.19	6.29	6.4
140	6.51	6.62	6.73	6.84	6.95	7.07	7.18	7.3	7.41	7.53
150	7.65	7.77	7.9	8.02	8.17	8.27	8.39	8.52	8.65	8.78
160	8.91	9.04	9.18	9.31	9.45	9.58	9.72	9.86	10	10.15
170	10.29	10.43	10.58	10.73	10.88	11.03	11.18	11.33	11.48	11.64
180	11.8	11.95	12.11	12.27	12.44	12.6	12.76	12.93	13.09	13.26
190	13.43	13.61	13.78	13.95	14.12	14.3	14.48	14.66	14.84	15.03
200	15.2	15.38	15.57	15.76	15.95	16.14	16.33	16.52	16.71	16.91
210	17.11	17.31	17.51	17.71	17.92	18.12	18.33	18.53	18.74	18.95
220	19.17	19.38	19.6	19.81	20.03	20.25	20.47	20.69	20.92	21.14
230	21.37	21.6	21.83	22.06	22.3	22.53	22.77	23.01	23.25	23.49
240	23.73	23.98	24.22	24.47	24.72	24.97	25.22	25.48	25.73	25.99

Nota. Factores obtenidos según A. Carpio, 2023

$$W=1.44$$

Cálculo de área y módulo de sección para 9.13 pulgadas

$$A = \frac{\pi(dc)^2}{4} = \frac{\pi(23.19\text{cm})^2}{4}$$

$$A = 422.37\text{cm}^2$$

$$S = \frac{\pi(dc)^3}{32} = \frac{\pi(23.19\text{cm})^3}{32}$$

$$S=1224.34cm^3$$

Cálculo de Mmax para longitud de poste de 2.40m

$$M_u = \frac{q_y * L_y^2}{8}$$

$$M_u = \frac{2840 \frac{kg}{m} * (2.40m)^2}{8}$$

$$M_u = 2044.8kg * m$$

$$M_u = 204480kg * cm$$

j) Cálculo el esfuerzo máximo

Para un redondo de 9.13 pulg (23.19cm) de diámetro:

$$\sigma_{max} = w * \frac{V_a}{A} \pm \frac{M_u}{S}$$

$$\sigma_{max} = 1.44 * \frac{5484.38 Kg}{422.37cm^2} \pm \frac{204480kg * cm}{1224.34cm^3}$$

$$\sigma_{max} = 9.01 \pm 167.01$$

$$\sigma_{max} = 158.00 \frac{kg}{cm^2}$$

k) Cálculo del factor de seguridad del poste

la madera de eucalipto tiene un esfuerzo admisible a la tensión paralela a sus fibras de 453.3 kg/cm², el σ_{max} calculado es de 158.00kg/cm²

$$FS = \frac{\sigma_{admisible}}{\sigma_{max}}$$

$$FS = \frac{453.3 \frac{\text{Kg}}{\text{cm}^2}}{158.00 \frac{\text{Kg}}{\text{cm}^2}} = 2.86$$

Para labores permanentes, el factor de seguridad debe de ser mayor a 1.5, el factor de seguridad esperado es de 2.86, cumpliendo el requerimiento.

3.12.3 Calculo de parámetros para cuadros cónicos espaciados a 1.20m

a) Datos generales de cuadros Cónicos

Se tienen los siguientes datos de la GL595SE Nv 1495:

Sección: 2.10 m x 2.40 m

Ancho (Lc): 2.10m

Alto (Ly): 2.40m

Longitud de sombrero (L):2.21m

RMR: 35

$$\alpha: = \frac{100-35}{100} = 0.65$$

Espaciamiento (a): 1.20m

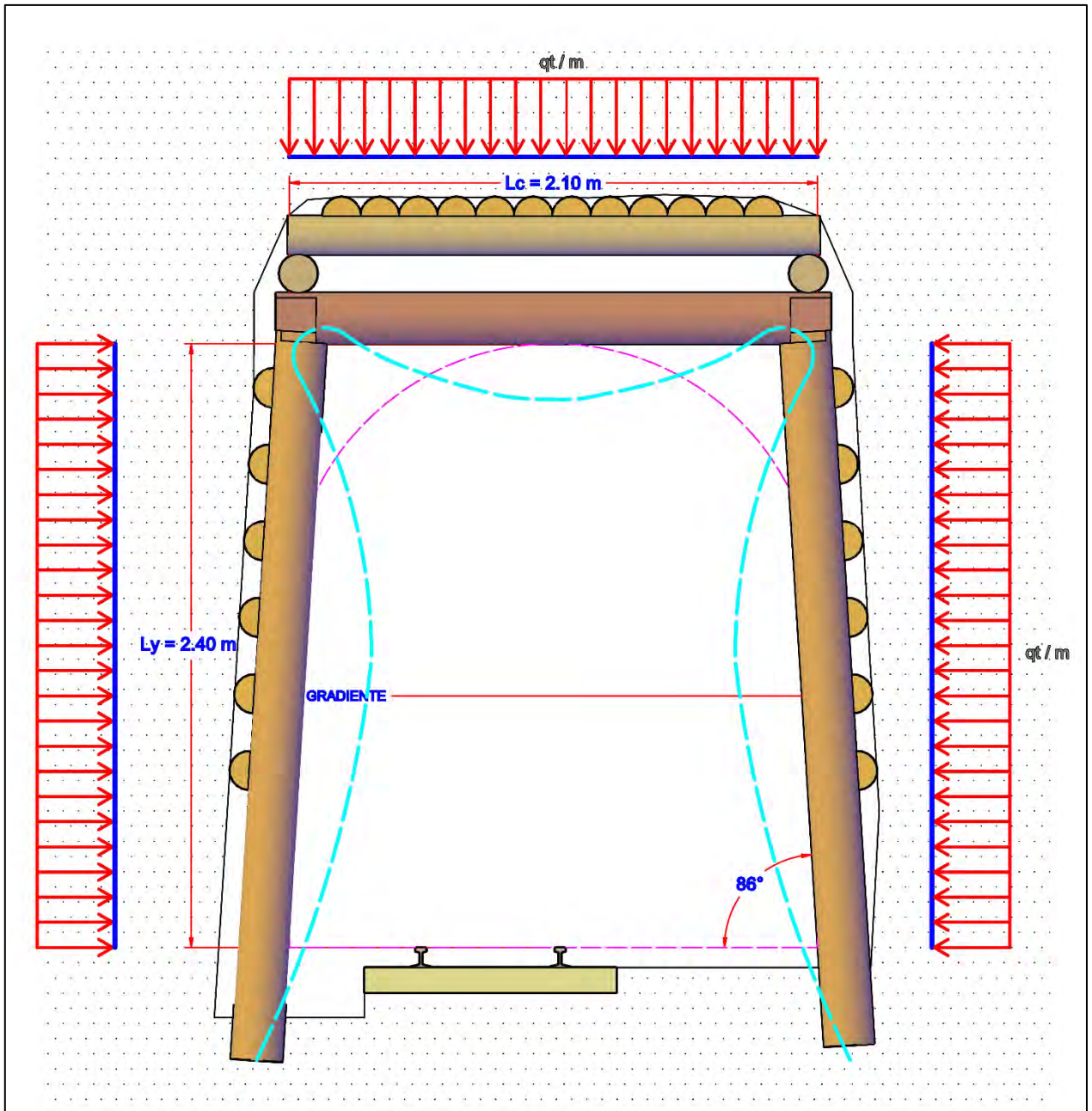
$$\rho = 2.7 \text{ ton/m}^3$$

Esfuerzo admisible - flexión= $\sigma_{sf} = 280 \frac{\text{Kg}}{\text{cm}^2}$ (madera eucalipto)

Esfuerzo admisible-corte= $\tau = 30 \text{ kg/cm}^2$ (madera eucalipto)

Figura 27

Esfuerzos en el sostenimiento con cuadros de madera cónicos para sección 2.10m x 2.40m.

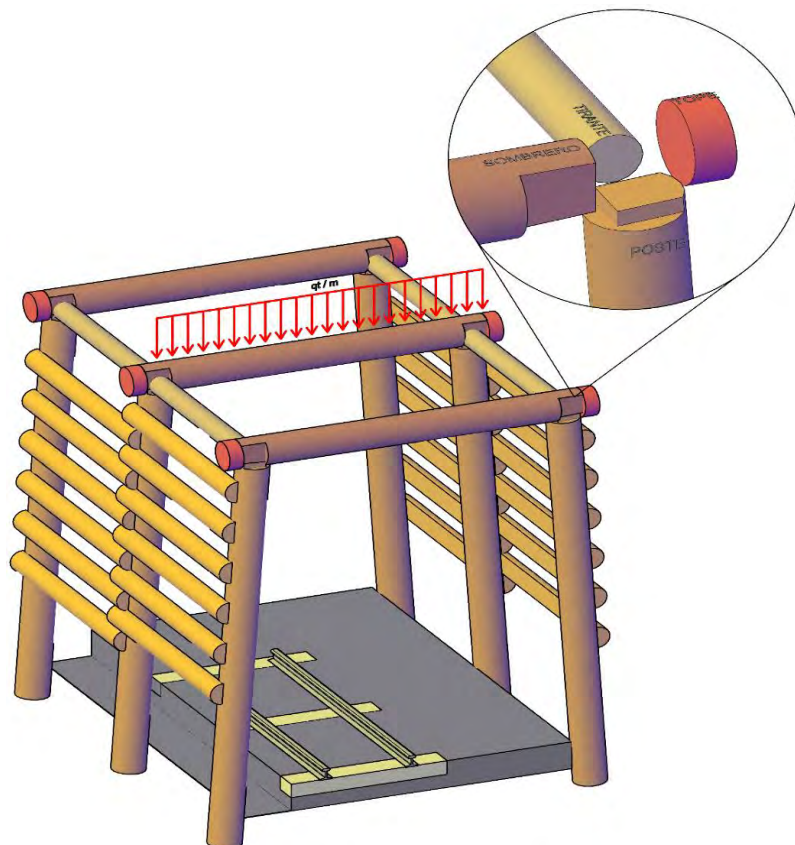


Nota. Elaboración propia

b) Cálculo de carga distribuida en el techo

Figura 28

Carga distribuida en el techo para cuadros cónicos



Sombrero



Nota. Elaboración propia

$$qt = \alpha * L * \rho * a$$

$$qt = 0.65 * 2.21 \text{ m} * 2.7 \frac{\text{Tn}}{\text{m}^3} * 1.2 \text{ m}$$

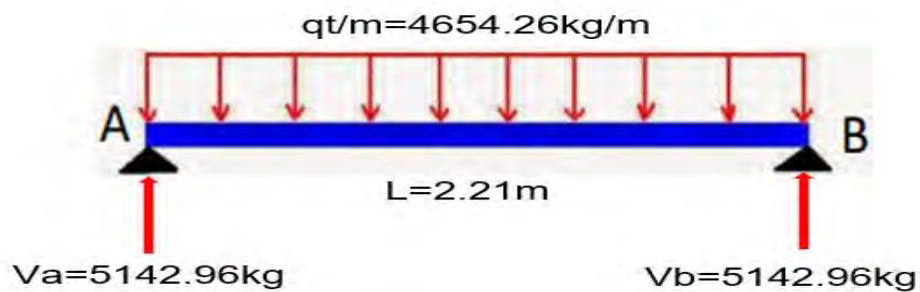
$$qt = 4.65 \left(\frac{\text{Tn}}{\text{m}} \right) = 4654.26 \frac{\text{Kg}}{\text{m}}$$

c) Cálculo de fuerza cortante(V), Momento flector (Mu)

Reacción en punto A:

Figura 29

Carga distribuida en el techo para cuadro cónico



Nota. Elaboración propia

$$V_a = \frac{qt * L}{2}$$

$$V_a = \frac{4654.26 \frac{\text{Kg}}{\text{m}} * 2.21 \text{ m}}{2} = 5142.96 \text{ Kg}$$

Momentos en el puntal:

$$M_u = \frac{qt * L^2}{8}$$

$$M_u = \frac{4654.26 * 2.21^2}{8} = 2841.48 \text{ Kg. m}$$

$$M_u = 284148.39 \text{ Kg. cm}$$

d) *Cálculo de diámetro de puntal requerido*

$$dc = \sqrt[3]{\frac{32 * Mu}{\pi * \sigma f}}$$

$$dc = \sqrt[3]{\frac{32 * 284148.39 \text{ Kg} * \text{cm}}{\pi * 280 \frac{\text{Kg}}{\text{cm}^2}}}$$

$dc = 21.78 \text{ cm} \approx 8 \text{ pulgadas}$ (diámetro recomendado para soportar carga de la corona)

e) *Cálculo de esfuerzos de tensión y compresión*

$$S = \frac{\pi * dc^3}{32} = \frac{\pi * 21.78^3}{32}$$

$$S = 1014.32 \text{ cm}^3$$

$$\sigma_{\max} = \frac{Mu}{S} = \frac{284148.39 \text{ Kg} * \text{cm}}{1014.32 \text{ cm}^3}$$

$$\sigma_{\max} = 280.14 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

Verificación del esfuerzo cortante en el destaje del sombrero

$$A = \frac{\pi * dc^2}{4}$$

$$A = \pi * \frac{21.78^2}{4} = 372.57 \text{ cm}^2$$

$$\tau = \frac{Va}{A}$$

$$\tau = \frac{5142.96 \text{ kg}}{0.75 * 372.57 \text{ cm}^2} = 18.41 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

Esfuerzo admisible la corte de la madera $\tau_{\text{max}} = 30 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$

$$18.41 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2} < 30 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2} \text{ (el destaje no va a fallar, es seguro)}$$

f) Cálculo del factor de seguridad del sombrero

la madera de eucalipto tiene un esfuerzo admisible a la tensión paralela a sus fibras de 453.3 kg/cm², el σ_{max} calculado es de 280.14kg/cm²

$$\text{FS} = \frac{\sigma_{\text{admisible}}}{\sigma_{\text{max}}}$$

$$\text{FS} = \frac{453.3 \frac{\text{Kg}}{\text{cm}^2}}{280.14 \frac{\text{Kg}}{\text{cm}^2}}$$

$$\text{FS} = 1.62$$

Para labores permanentes, el factor de seguridad debe de ser mayor a 1.5, el factor de seguridad esperado es de 1.62, cumpliendo el requerimiento.

g) Cálculo de la carga sobre el poste transmitido del sombrero

$$P = \frac{W}{2}$$

$$W = \sigma_v * a * Hc$$

$$w = 3.70 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2} * 1.20\text{m} * 1.37\text{m}$$

$$w = 6.08\text{ton}$$

$$P = \frac{6.08\text{ton}}{2}$$

$$P = 3.04\text{ton} = 3040\text{kg}$$

$$q_y = \sigma_h * a$$

$$q_y = 2.84 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2} * 1.20\text{m}$$

$$q_y = 3.41 \frac{\text{ton}}{\text{m}} = 3410 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

h) Cálculo del módulo de esbeltez para $d = 8$ pulgadas

$$\lambda = \frac{4 * L}{d}$$

$$\lambda = \frac{4 * 2.21\text{m}}{0.2178\text{m}}$$

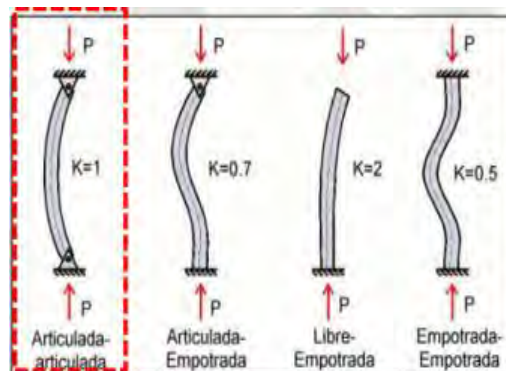
$$\lambda = 43.59 = 44$$

i) Calculamos el módulo de flambéo (w)

Función de la relación de esbeltez $w=f(\lambda)$

Figura 30

Módulo de flambéo



Nota. Datos obtenidos de Carpio, A., (2023).

módulo de flambéo de postes se toma como factor de longitud efectiva $k=1$ para el cálculo de módulo de esbeltez.

$$K=1$$

$$\lambda = \frac{k * Ly}{r}$$

$$r = \frac{dc}{4} = \frac{21.78\text{cm}}{4}$$

$$r=5\text{cm}$$

$$\lambda = \frac{1 * 240\text{cm}}{5\text{cm}}$$

$$\lambda = 48\text{cm}$$

Mediante la siguiente tabla.

Tabla 8

Módulo de flambéo para cuadros cónicos

FACTORES DE FLAMBEO (ω)										
X	X+									
X	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
0	1	1.01	1.01	1.02	1.03	1.03	1.04	1.05	1.06	1.06
10	1.07	1.08	1.09	1.09	1.1	1.11	1.12	1.13	1.14	1.15
20	1.15	1.16	1.17	1.18	1.19	1.2	1.21	1.23	1.23	1.24
30	1.25	1.26	1.27	1.29	1.29	1.3	1.32	1.33	1.34	1.35
40	1.36	1.38	1.39	1.4	1.42	1.43	1.44	1.46	1.47	1.49
50	1.5	1.52	1.53	1.55	1.56	1.58	1.6	1.61	1.63	1.65
60	1.67	1.69	1.7	1.72	1.74	1.76	1.79	1.81	1.83	1.85
70	1.87	1.9	1.92	1.95	1.97	2	2.03	2.05	2.08	2.11
80	2.14	2.17	2.21	2.24	2.27	2.31	2.34	2.38	2.42	2.46
90	2.5	2.54	2.58	2.63	2.68	2.73	2.78	2.83	2.88	2.94
100	3	3.07	3.14	3.21	3.28	3.35	3.43	3.5	3.57	3.65
110	3.73	3.81	3.89	3.97	4.05	4.13	4.21	4.29	4.38	4.46
120	4.55	4.64	4.73	4.82	4.91	5	5.09	5.19	5.28	5.38
130	5.48	5.57	5.67	5.77	5.88	5.98	6.08	6.19	6.29	6.4
140	6.51	6.62	6.73	6.84	6.95	7.07	7.18	7.3	7.41	7.53
150	7.65	7.77	7.9	8.02	8.17	8.27	8.39	8.52	8.65	8.78
160	8.91	9.04	9.18	9.31	9.45	9.58	9.72	9.86	10	10.15
170	10.29	10.43	10.58	10.73	10.88	11.03	11.18	11.33	11.48	11.64
180	11.8	11.95	12.11	12.27	12.44	12.6	12.76	12.93	13.09	13.26
190	13.43	13.61	13.78	13.95	14.12	14.3	14.48	14.66	14.84	15.03
200	15.2	15.38	15.57	15.76	15.95	16.14	16.33	16.52	16.71	16.91
210	17.11	17.31	17.51	17.71	17.92	18.12	18.33	18.53	18.74	18.95
220	19.17	19.38	19.6	19.81	20.03	20.25	20.47	20.69	20.92	21.14
230	21.37	21.6	21.83	22.06	22.3	22.53	22.77	23.01	23.25	23.49
240	23.73	23.98	24.22	24.47	24.72	24.97	25.22	25.48	25.73	25.99

Nota. Datos obtenidos de Carpio, A., (2023).

$$W=1.54$$

$$40 - 1.43$$

$$47 - x$$

$$50 - 1.58$$

$$\frac{3}{10} = \frac{1.58 - x}{0.15}$$

$$X=1.54$$

Cálculo de área y módulo de sección para 8.5 pulgadas

$$A = \frac{\pi(dc)^2}{4} = \frac{\pi(21.78cm)^2}{4} = 372.57cm^2$$

$$S = \frac{\pi(dc)^3}{32} = \frac{\pi(21.78cm)^3}{32} = 1014.32cm^3$$

Cálculo de Mmax para longitud de poste de 2.40m

$$M_u = \frac{qy * Ly^2}{8}$$

$$M_u = \frac{3410 \frac{kg}{m} * (2.40m)^2}{8}$$

$$M_u = 2455.2kg * m$$

$$M_u = 245520kg * cm$$

j) Calculamos el esfuerzo máximo

Para un redondo de 8 pulg (20.32cm) de diámetro:

$$\sigma_{max} = w * \frac{V_a}{A} \pm \frac{M_u}{S}$$

$$\sigma_{max} = 1.54 * \frac{3040kg}{394.29cm^2} \pm \frac{245520kg * cm}{823.70cm^3}$$

$$\sigma_{\max} = 12.56 \pm 242.05$$

$$\sigma_{\max} = 229.49 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

k) Cálculo del factor de seguridad del poste

la madera de eucalipto tiene un esfuerzo admisible a la tensión paralela a sus fibras de 453.3 kg/cm², el σ_{\max} calculado es de 229.49kg/cm²

$$\text{FS} = \frac{\sigma_{\text{admisible}}}{\sigma_{\max}}$$

$$\text{FS} = \frac{453.3 \frac{\text{Kg}}{\text{cm}^2}}{229.49 \frac{\text{Kg}}{\text{cm}^2}} = 1.98$$

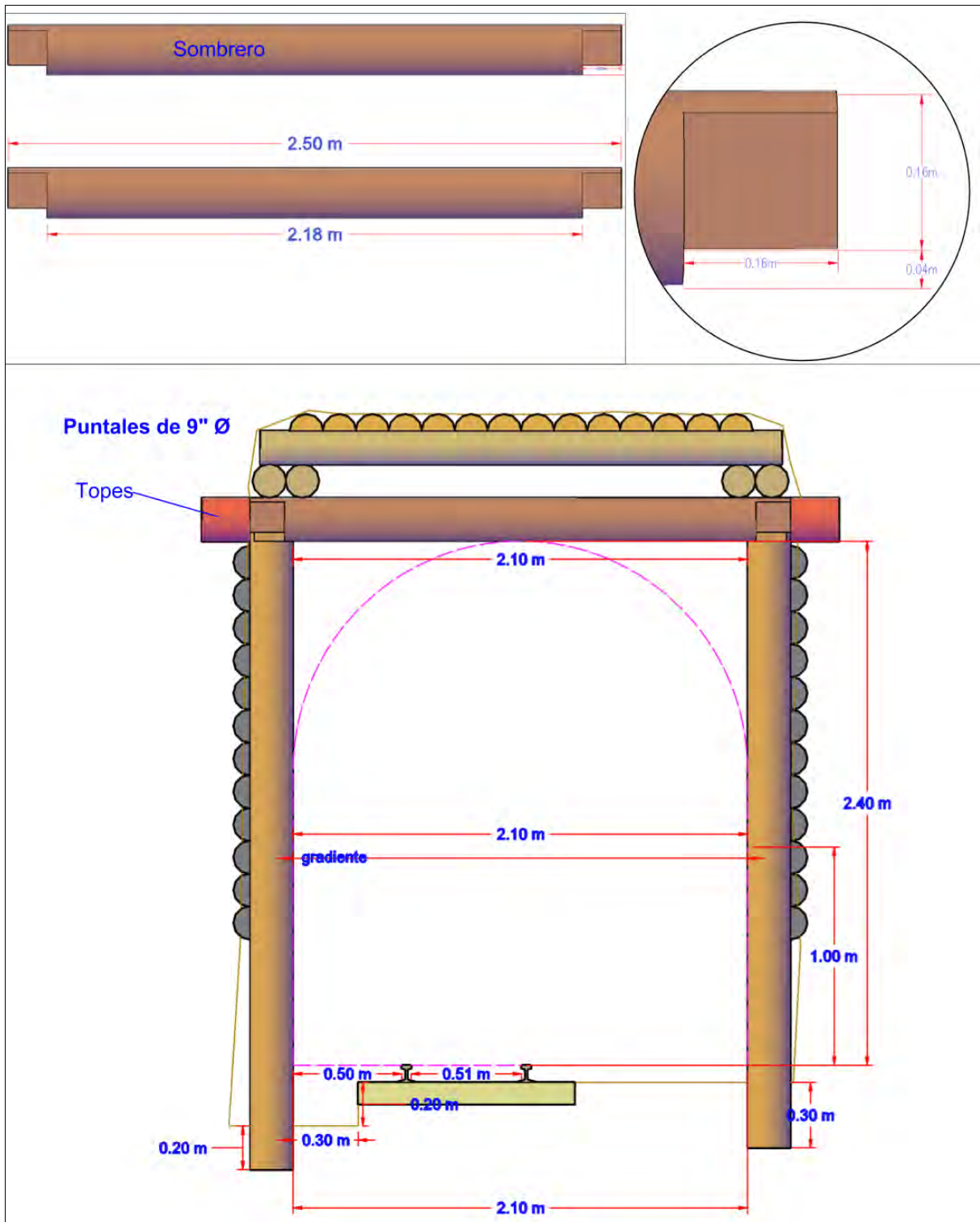
Para labores permanentes, el factor de seguridad debe de ser mayor a 1.5, el factor de seguridad esperado es de 1.98, cumpliendo el requerimiento.

3.13 DISEÑO CON CUADRO DE MADERA RECTO

El uso de cuadros rectos como sistema de sostenimiento en labores de desarrollo constituye un método convencional y confiable para garantizar la estabilidad estructural en espacios subterráneos, siendo particularmente útil en galerías o túneles excavados en terrenos de baja resistencia o con roca fracturada

Figura 31

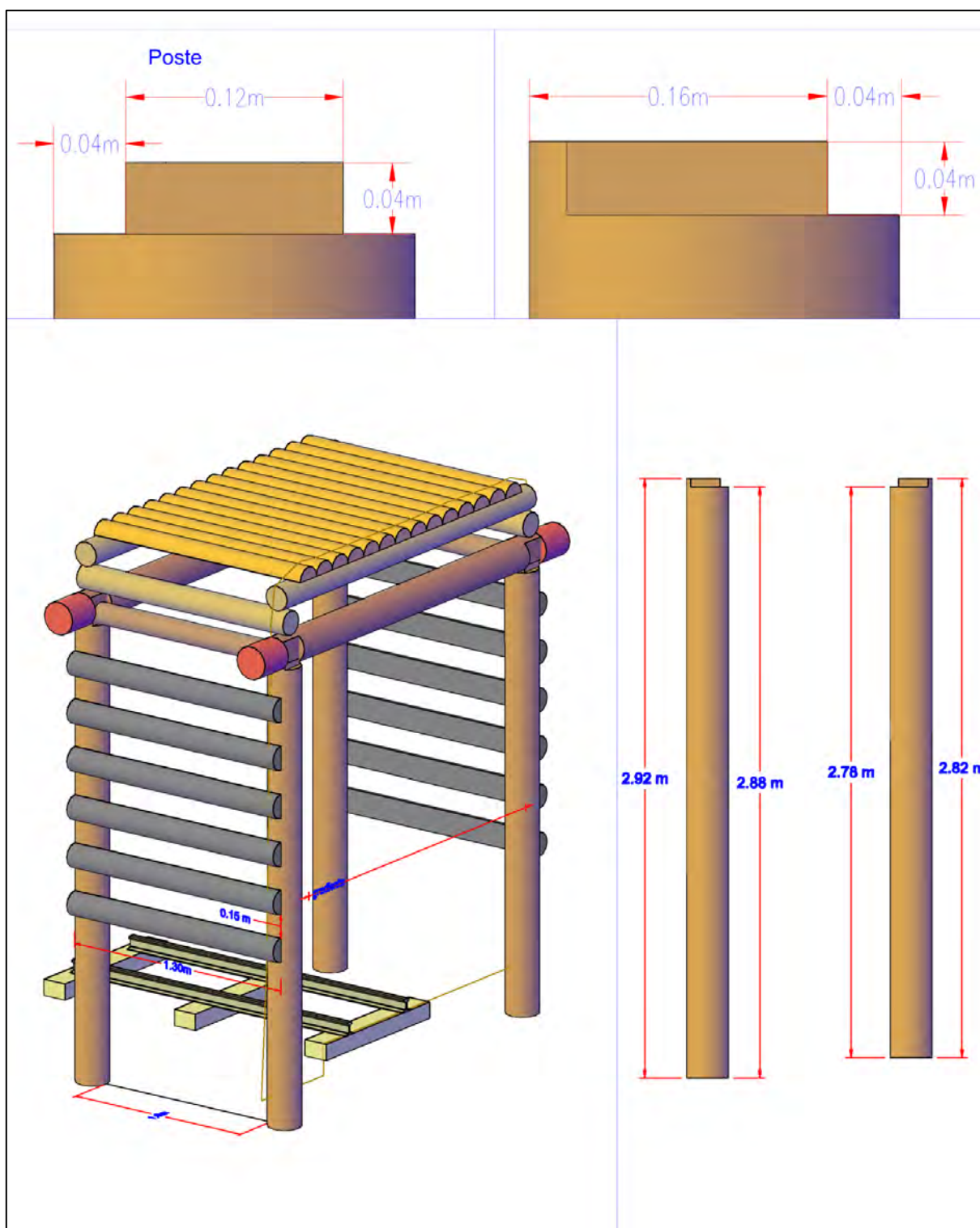
Diseño de sostenimiento actual con cuadros rectos de madera



Nota. Elaboración propia.

Figura 32

Diseño de destajes y espaciamiento de cuadros rectos



Nota. Elaboración propia

Figura 33

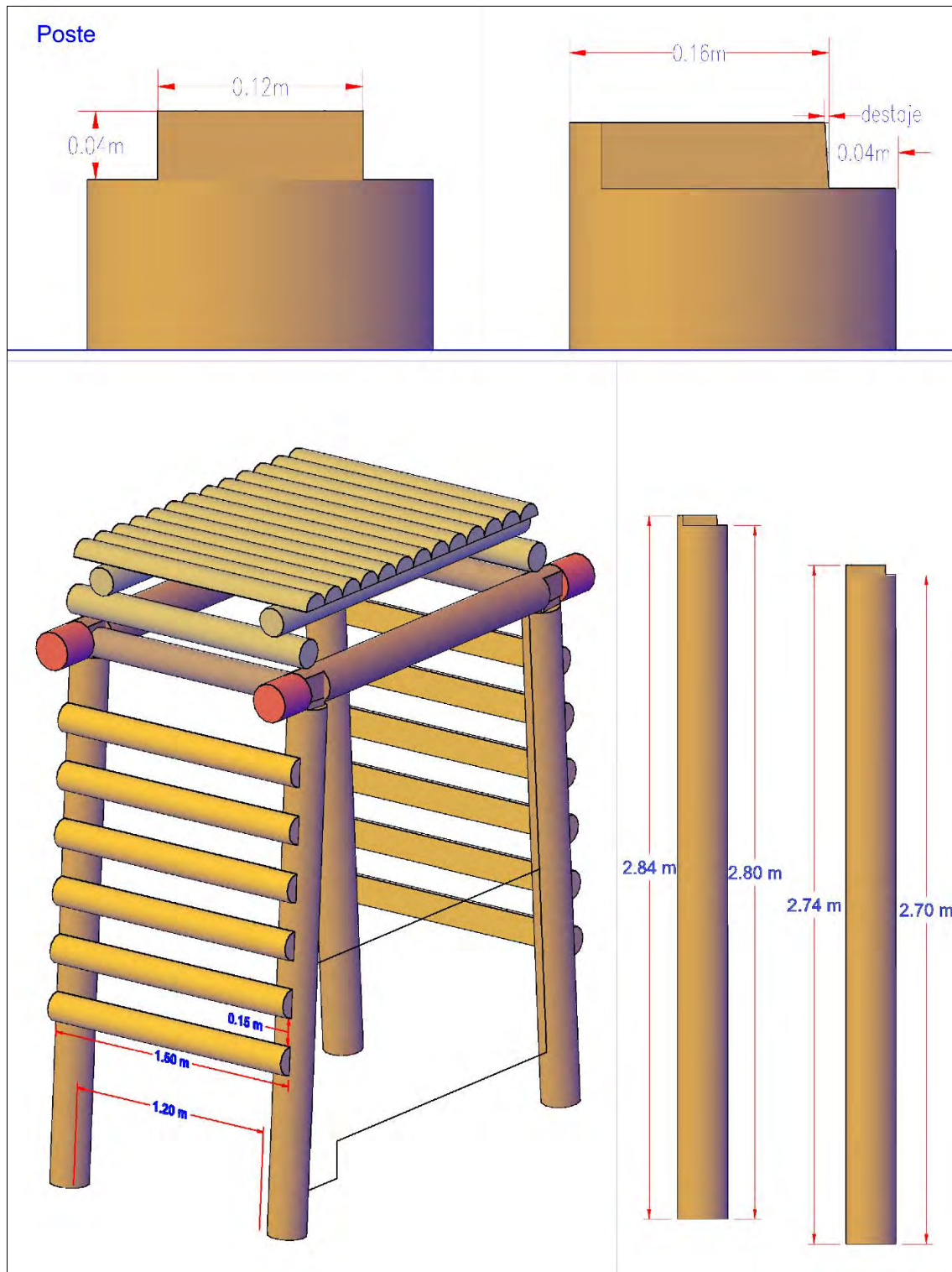
Aplicación en campo sostenimiento con cuadros rectos en galería 595-Nv.1495 sección 2.10m x 2.40m



Nota. Fotografías propias

Figura 35

Destajes y espaciamiento de cuadros cónicos



Nota. Elaboración propia.

Figura 36

Aplicación en campo de ventilación y sostenimiento propuesto con cuadros de madera en galería 595-Nv.1495



Nota. Elaboración propia

CAPITULO IV
RESULTADOS Y ANALISIS

4.1 ANALISIS DE LA CONTRUCCION DE CUADROS

Tabla 9

Parámetros de cuadros de madera rectos y cónicos

PARAMETROS		
	Diseño anterior	Diseño actual
Sección de la Galería	7' x 8'	7' x 8'
Diseño de cuadros de madera	Cuadros rectos	cuadros cónicos
Espaciamiento entre cuadros(m)	1	1.2
Diámetro de puntales(pulgadas)	9	8
Longitud del sombrero(m)	2.5	2.21
Factor de seguridad del sombrero (FS)	1.62	1.62
Factor de seguridad de los postes (FS)	2.86	1.98
Esfuerzo máximo(kg/cm ²)	158	229.29
Costo de sostenimiento cuadro (US\$)	78.83	75.65
Costo encribado (US\$)	16.61	16.61
Costo enrrejado (US\$)	15.45	15.45

Nota. Elaboración propia.

Comparativo de parámetros del sistema de refuerzo mediante marcos de madera cónicos y rectos, donde se evidencia reducción de costos en sostenimiento con cuadros cónicos, con un coeficiente de seguridad aceptable y mayor esfuerzo máximo de cuadros cónicos.

Cuando la longitud del sombrero es mayor se requiere mayor diámetro del puntal, es por ello el sombrero de cuadro recto requiere puntal de 9 pulgadas y sombrero de cuadro cónico requiere un puntal de 8. pulgadas por tener menor dimensión.

La estabilidad estructural de los cuadros rectos es menor con respecto a los cuadros cónicos, debido a que los cuadros rectos dependen de la rigidez unidireccional y posee una distribución de cargas vertical directa, mientras que los cuadros cónicos tienen una distribución de cargas más eficiente forma piramidal que reduce empujes laterales, posee una geometría autoportante.

4.2 OPTIMIZACION DEL SOSTENIMIENTO

4.2.1 Procesamiento de costos de sostenimiento con cuadros rectos actuales

Tabla 10

Cálculo de costos de cuadros rectos con redondo de 9 pulgadas (incluye materiales)

CUADRO 3 PIEZAS GRANDE					
Tipo: Trabajos Sostenimiento					
Rendimiento CUADRO 3 PIEZAS GRANDE			2.5 (PZAS/TURNO)		
Mano de Obra					
<u>Código</u>	<u>Descripción</u>	<u>Factor</u>	<u>Total por</u>	<u>Costo Unit</u>	<u>Costo Real</u>
<u>Recurso</u>		<u>de Pago</u>	<u>Guardia</u>	<u>del recurso</u>	<u>S./</u>
<u>MO02</u>	Maestro Perforista	2.07	1.00 TAF	90	185.88
<u>MO04</u>	Ayudante Perforista	2.07	1.00 TAF	85	175.56
<u>MO05</u>	Peon	2.07	0.25 TAF	80	41.31
				2.25	402.75
Herramientas:					
<u>108</u>	LAMPA		1.00 PZA	0.32	0.32
<u>109</u>	PICO		1.00 PZA	0.72	0.72
<u>117</u>	COMBO 6 Lbs		1.00 PZA	0.61	0.61
<u>120</u>	CORVINA		1.00 PZA	1.20	1.20
<u>114</u>	BARRETILLA		1.00 PZA	0.48	0.48
<u>123</u>	AZUELA		2.00 PZA	0.49	0.98
<u>124</u>	FLEXOMETRO		1.00 PZA	0.34	0.34
<u>128</u>	COMBO 12 Lbs		1.00 PZA	0.72	0.72
					5.37
Implementos de Seguridad			<u>Nro Tar</u>	<u>Costo Unitario</u>	
<u>EPP2</u>	FACTOR DE EPP'S - FRENTE , TAJOS		2.25 Tar	7.29	16.40
Tareas Totales					16.40
Suministros(madera)			<u>Cant.</u>	<u>Costo Unitario</u>	
<u>153</u>	PUNTAL DE 9 PULGADAS x 3M		3.00	56.00	168.00
					168.00
Utilidad				10.00%	59.25
Total Indirectos				10.00%	59.25
					Sub Total Costos 651.78
					Costo por GUARDIA 651.78
					Factor de Productividad (E 2.50
					Costo por Unidad 260.71
<u>EM01</u>	EXAMEN MEDICO ANUAL			1.42	0.57
<u>VO01</u>	VIATICOS OBREROS			15.53	6.21
Alimentación (Mano de Obra Directa)				66.38	26.55
					COSTO POR UNIDAD+ALIM(S.) 294.04
					COSTO POR UNIDAD+ALIM(US\$) 78.83

Nota. Elaboración propia.

4.2.1.1 Procesamiento de costos de encribado cuadros rectos

Tabla 11

Cálculo de costos de encribado cuadros rectos.

ENCRIBADO						
Tipo: Trabajos Sostenimiento						
Rendimiento ENCRIBADO			12 VUELTAS			
Mano de Obra						
<u>Código</u>	<u>Descripción</u>	<u>Factor</u>	<u>Total por</u>	<u>Costo Unit</u>	<u>Costo Real</u>	
<u>Recurso</u>		<u>de Pago</u>	<u>Guardia</u>	<u>del recurso</u>	<u>S./</u>	
<u>MO02</u>	Maestro Perforista	2.07	1.00 TAR	90	185.88	
<u>MO04</u>	Ayudante Perforista	2.07	1.00 TAR	85	175.56	
				2.00	361.44	
Herramientas:						
<u>108</u>	LAMPA		1.00 PZA	0.32	0.32	
<u>109</u>	PICO		1.00 PZA	0.72	0.72	
<u>117</u>	COMBO 6 Lbs		1.00 PZA	0.61	0.61	
<u>120</u>	CORVINA		1.00 PZA	1.20	1.20	
<u>114</u>	BARRETILLA		1.00 PZA	0.48	0.48	
<u>123</u>	AZUELA		2.00 PZA	0.49	0.98	
<u>124</u>	FLEXOMETRO		1.00 PZA	0.34	0.34	
<u>128</u>	COMBO 12 Lbs		1.00 PZA	0.72	0.72	
					5.37	
Implementos de Seguridad			<u>Nro Tar</u>	<u>Costo Unitario</u>		
<u>EPP2</u>	FACTOR DE EPP'S - FRENTE , TAJOS		2.00 Tar	7.29	14.58	
Tareas Totales					14.58	
Suministros (madera)			<u>Cant.</u>	<u>Costo Unitario</u>		
<u>155</u>	PUNTAL DE 6 PULGADAS x 3M		6.00	33.00	198.00	
<u>156</u>	PUNTAL DE 5 PULGADAS x 3M		1.00	29.00	29.00	
					227.00	
Utilidad				10.00%	60.84	
Total Indirectos				10.00%	60.84	
				Sub Total Costos	669.23	
				Costo por GUARDIA	669.23	
				Factor de Productividad (EA)	12.00	
				Costo por Unidad	55.77	
<u>EM01</u>	EXAMEN MEDICO ANUAL			1.27	0.11	
<u>VO01</u>	VIATICOS OBREROS			13.80	1.15	
Alimentación (Mano de Obra Directa)				59.00	4.92	
				COSTO POR UNIDAD+ ALIM (S/.)	61.94	
				COSTO POR UNIDAD+ ALIM (US\$)	16.61	

Nota. Elaboración propia.

4.2.1.2 Procesamiento de costos de enrejado cuadros rectos

Tabla 12

Cálculo de costos de enrejado cuadros rectos.

ENREJADO					
Tipo: Trabajos Sostenimiento					
Rendimiento ENREJADO			12 CARAS		
Mano de Obra					
<u>Código</u>	<u>Descripción</u>	<u>Factor de Pago</u>	<u>Total por Guardia</u>	<u>Costo Unit del recurso</u>	<u>Costo Real S./</u>
<u>MO02</u>	Maestro Perforista	2.07	1.00 TAR	90	185.88
<u>MO04</u>	Ayudante Perforista	2.07	1.00 TAR	85	175.56
				2.00	361.44
Herramientas:					
<u>108</u>	LAMPA		1.00 PZA	0.32	0.32
<u>109</u>	PICO		1.00 PZA	0.72	0.72
<u>117</u>	COMBO 6 Lbs		1.00 PZA	0.61	0.61
<u>120</u>	CORVINA		1.00 PZA	1.20	1.20
<u>114</u>	BARRETILLA		1.00 PZA	0.48	0.48
<u>123</u>	AZUELA		2.00 PZA	0.49	0.98
<u>124</u>	FLEXOMETRO		1.00 PZA	0.34	0.34
<u>128</u>	COMBO 12 Lbs		1.00 PZA	0.72	0.72
					5.37
Implementos de Seguridad			<u>Nro Tar</u>	<u>Costo Unitario</u>	
<u>EPP2</u>	FACTOR DE EPP'S - FRENTE , TAJOS		2.00 Tar	7.29	14.58
Tareas Totales					14.58
Suministros(madera)			<u>Cant.</u>	<u>Costo Unitario</u>	
<u>155</u>	PUNTAL DE 6 PULGADAS x 3M		3.00	33.00	99.00
					99.00
Utilidad				10.00%	137.14
Total Indirectos				10.00%	137.14
				Sub Total Costos	617.53
				Costo por GUARDIA	617.53
				Factor de Productividad (EA)	12.00
				Costo por Unidad	51.46
<u>EM01</u>	EXAMEN MEDICO ANUAL			1.27	0.11
<u>VO01</u>	VIATICOS OBREROS			13.80	1.15
Alimentación (Mano de Obra Directa)				59.00	4.92
				COSTO POR UNIDAD + ALIM (S/.)	57.63
				COSTO POR UNIDAD + ALIM (US\$)	15.45

Nota. Elaboración propia.

4.2.1.3 Total costo de sostenimiento del proyecto GL595 SE con cuadros rectos

Para este cálculo de costos se tomará en cuenta un avance de 250m de desarrollo de la GL595SE Nv 1495 de la veta Sangre de Toro, en este tramo de avance se sostendrá con 204 cuadros rectos espaciados a 1.0m con redondos de 9 pulgadas de diámetro, 102 encribados y 204 enrajados.

Tabla 13

Costo total de sostenimiento del proyecto con cuadro rectos espaciados a 1.0m

COSTO DE SOSTENIMIENTO CON CUADRO RECTO PROYECTO GL595 SE			
	Cantidad	Costo Unitario	Costo Real (US\$)
Cuadros rectos	204	78.83	16081.53
Encribados	102	16.61	1693.86
Enrejados	204	15.45	3152.00
TOTAL(US\$)			20,927.39

Nota. Elaboración propia.

4.2.2 Procesamiento de costos de sostenimientos con cuadros cónicos propuestos

Tabla 14

Cálculo de costos de cuadros cónicos con redondo de 8pulg.

CUADRO 3 PIEZAS GRANDE					
Tipo: Trabajos Sostenimiento					
Rendimiento CUADRO 3 PIEZAS GRANDE		2.5 (PZAS/TURNO)			
Mano de Obra					
<u>Código</u>	<u>Descripción</u>	<u>Factor de Pago</u>	<u>Total por Guardia</u>	<u>Costo Unit del recurso</u>	<u>Costo Real S./</u>
<u>MO02</u>	Maestro Perforista	2.07	1.00 TAF	90	185.88
<u>MO04</u>	Ayudante Perforista	2.07	1.00 TAF	85	175.56
<u>MO05</u>	Peon	2.07	0.25 TAF	80	41.31
			2.25		402.75
Herramientas:					
<u>108</u>	LAMPA		1.00 PZA	0.32	0.32
<u>109</u>	PICO		1.00 PZA	0.72	0.72
<u>117</u>	COMBO 6 Lbs		1.00 PZA	0.61	0.61
<u>120</u>	CORVINA		1.00 PZA	1.20	1.20
<u>114</u>	BARRETILLA		1.00 PZA	0.48	0.48
<u>123</u>	AZUELA		2.00 PZA	0.49	0.98
<u>124</u>	FLEXOMETRO		1.00 PZA	0.34	0.34
<u>128</u>	COMBO 12 Lbs		1.00 PZA	0.72	0.72
					5.37
Implementos de Seguridad					
			<u>Nro Tar</u>	<u>Costo Unitario</u>	
<u>EPP2</u>	FACTOR DE EPP'S - FRENTE , TAJOS		2.25 Tar	7.29	16.40
Tareas Totales					16.40
Suministros (madera)					
			<u>Cant.</u>	<u>Costo Unitario</u>	
<u>153</u>	PUNTAL DE 9 PULGADAS x 3M		3.00	47.00	141.00
					141.00
			Utilidad	10.00%	56.55
			Total Indirectos	10.00%	56.55
				Sub Total Costos	622.08
				Costo por GUARDIA	622.08
				Factor de Productividad (E	2.50
				Costo por Unidad	248.83
<u>EM01</u>	EXAMEN MEDICO ANUAL			1.42	0.57
<u>VO01</u>	VIATICOS OBREROS			15.53	6.21
Alimentación (Mano de Obra Directa)				66.38	26.55
				COSTO POR UNIDAD+ALIM(S./)	282.16
				COSTO POR UNIDAD+ALIM(US\$)	75.65

Nota. Elaboración propia.

4.2.2.1 Procesamiento de costos de encribado y enrajado cuadros cónicos

Los costos de encribado y enrejado con cuadros cónicos es el mismo de los cuadros rectos que se puede ver en las tablas 10 y 11, tienen los siguientes valores:

Costo de encribado:US\$16.61

Costo de enrejado: US\$15.45

4.2.2.2 Total costo de sostenimiento del proyecto GL595 SE con cuadros cónicos

Para este cálculo de costos se tomará en cuenta un avance de 250m de desarrollo de la GL595SE Nv 1495 de la veta Sangre de Toro, en este tramo de avance se sostendrá con 178 cuadros cónicos, 89 enrabados y 178 enrejados con redondos de 8 pulgadas.

Tabla 15

Costo total de sostenimiento del proyecto con cuadro cónicos espaciados a 1.2m

COSTO DE SOSTENIMIENTO CON CUADRO CONICO PROYECTO GL595 SE			
	Cantidad	Costo Unitario	Costo Real (US\$)
Cuadros cónicos	178	75.65	13464.99
Encribados	89	16.61	1477.98
Enrejados	178	15.45	2750.27
TOTAL(US\$)			17,693.25

Nota. Elaboración propia.

4.2.3 Costo por metro de avance Galería 7'x 8'

Tabla 16

Costo por metro de avance líneas GL 7'x8'

GALERIA 7 x 8 LIMPIEZA CON PALA NEUMATICA ROCA MEDIA		7'x8'	pies		
El	Con perforadora chica.				
Tipo:	Convencional				
Tamaño del Taladro:	5 pies		Taladros a cargar:		36
Taladros de alivio arranque:	3		Taladros de alivio corona:		0
Mano de Obra					
Código	Descripción	Factor de Pago	Total por Guardia	Costo Unit del recurso	Costo Real S/
MO02	Maestro Perforista	2.07	1.00 TAR	90.00	185.88
MO04	Ayudante Perforista	2.07	1.00 TAR	85.00	175.56
MO05	Peon	2.07	0.50 TAR	80.00	82.61
			2.50		444.05
Maquinas (Incluye taladros de servicios)					
Código	Descripción	Vida Util	Consumo por Guardia	Costo Unit del recurso	Costo Real S/
EQ04	MAQUINA PERFORADORA JACKLEGG - STOPER	120000 Pies.	185 Pies.	0.32	59.28
					59.28

Suministros:**Perforación de taladros a cargar:**

325-1	BROCA 38 MM R. MEDIA 3'	111.15 PIES	0.18	20.34
322-1	BROCA 36 MM R. MEDIA 5'	74.10 PIES	0.17	12.88
335-1	BARRENO CONICO 7/8 x 3' pies R.MEDIA	111.15 PIES	0.23	25.22
337-1	BARRENO CONICO 7/8 x 5' pies R.MEDIA	74.10 PIES	0.32	23.90
135	ACEITE ALMO 529	0.25 GLN.	50.09	12.52
136	MANGUERA 1"	30.00 MT.	0.15	4.47
137	MANGUERA 1/2"	30.00 MT.	0.07	2.11
141	CONEXIONES	4.00 UND	0.17	0.68

Herramientas:

108	LAMPA	2.00 PZA.	0.32	0.64
109	PICO	2.00 PZA.	0.72	1.44
110	LLAVE STILSON DE 16"	1.00 PZA.	0.23	0.23
111	LLAVE FRANCESA 12"	1.00 PZA.	0.19	0.19
112	ATACADOR Y GUIADOR	3.00 PZA.	0.23	0.70
113	CUCHARILLAS	1.00 PZA.	0.13	0.13
114	BARRETILLA	3.00 PZA.	0.48	1.43
115	SACA BARRENO	1.00 PZA.	0.05	0.05
116	SACA BROCA	1.00 PZA.	0.30	0.30
117	COMBO 6 Lbs	1.00 PZA.	0.61	0.61
134	MOCHILA DE LONA	1.00 PZA.	1.87	1.87

Explosivos

162	EMULNOR 1000 1X12	45 UND	0.54	24.30
163	EMULNOR 3000 1X12	122 UND	0.54	65.88
104	CARMEX	36 UND	2.50	90.00
105	MECHA RAPIDA IGNITERCORD	10 MT.	1.40	14.00

303.88**Implementos de Seguridad**

	<u>Nro Tar</u>	<u>Costo Unitario</u>	
EPP2 FACTOR DE EPPS - FRENTE , TAJOS	2.50 Tar	7.29	18.22
Tareas Totales			18.22
Contingencias		0.00%	0.00
Utilidad		10.00%	82.54
Total Indirectos			82.54
		Sub Total Parcial	907.99
		Costo por Disparo	907.99
		Factor de Avance (m)	1.35
		Costo por Metro	674.35
EM01 EXAMEN MEDICO ANUAL		1.58	1.18
VO01 VIATICOS OBREROS		17.25	12.81
Alimentación (Mano de Obra Directa)		73.75	54.77
		Costo por Metro + Alim.(S/.)	743.11
		Costo por Metro + Alim.(US\$)	199.23
TOTAL COSTO DE AVANCE DEL PROYECTO GL595 SE (US\$)	250 MT.	199.23	49,806.32

Nota. Elaboración propia.

4.3 ANALISIS DEL SISTEMA DE SOTENIMIENTO CON CUADROS CONICOS

PROPUESTOS

El rediseño del sistema de sostenimiento busca optimizar los costos de desarrollo mediante la sustitución del sistema actual (cuadros rectos) por cuadros de madera con geometría cónica, los cuales ofrecen un mejor comportamiento estructural en zonas con convergencia de terreno, incrementando la vida útil del sostenimiento y reduciendo los mantenimientos correctivos, obteniendo ventajas en su instalación tales como:

- **Mayor estabilidad:** la forma cónica permite disipar las fuerzas de empuje lateral, especialmente en zonas de convergencia.
- **Mejor distribución de cargas:** los esfuerzos se redirigen hacia el centro del cuadro, lo que mejora su resistencia a la deformación.
- **Esfuerzo máximo:** los cuadros cónicos tienen mayor resistencia con respecto a los cuadros rectos de 229.9.00kg/cm² a 158 kg/cm² con respecto a los cuadros rectos.
- **Factor de seguridad:** con el sostenimiento con cuadros cónicos se obtiene factor de seguridad superior al mínimo aceptable para labores permanentes que es 1.5 tales como: (FS sombrero:1.62 y FS poste:1.98), siendo un sostenimiento que garantiza la estabilidad de la labor.
- **Costo de sostenimiento:** Se obtiene una reducción de costos en el sostenimiento de la GL-595-1495 por dos factores que intervienen: menor diámetro de la madera y se aumenta el espaciamiento de 1.0m a 1.20m, esto reduce el costo unitario de cuadros de madera de US\$ 78.83 a US\$75.65 y costo de sostenimiento del proyecto de la galería se reduce de US\$20,927.39 a US\$17,693.25.

- **Incremento de la vida útil:** resisten mejor la deformación plástica progresiva del macizo rocoso, alargando su durabilidad funcional.

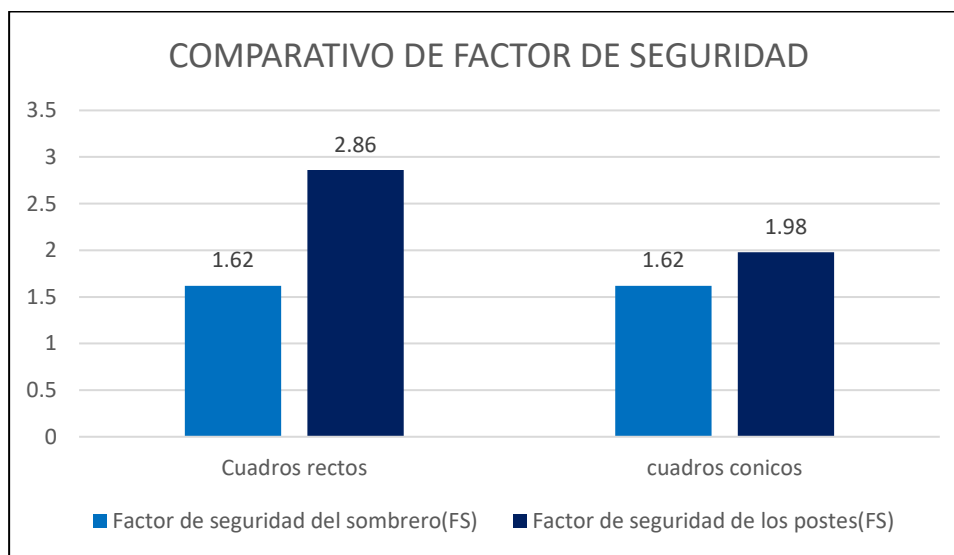
El sostenimiento con cuadros cónicos de madera representa una solución técnica y económicamente viable para la optimización del sostenimiento en la galería 595-NV-1495. Esta propuesta de rediseño no solo permite mantener o reducir los costos de desarrollo, sino que mejora sustancialmente la seguridad operacional y la continuidad del avance.

4.4 PRESENTACION DE RESULTADOS

4.4.1 Resultados estructurales cuadros rectos vs cuadros cónicos

Figura 37

Comparativo de factor de seguridad de cuadros rectos y cónicos



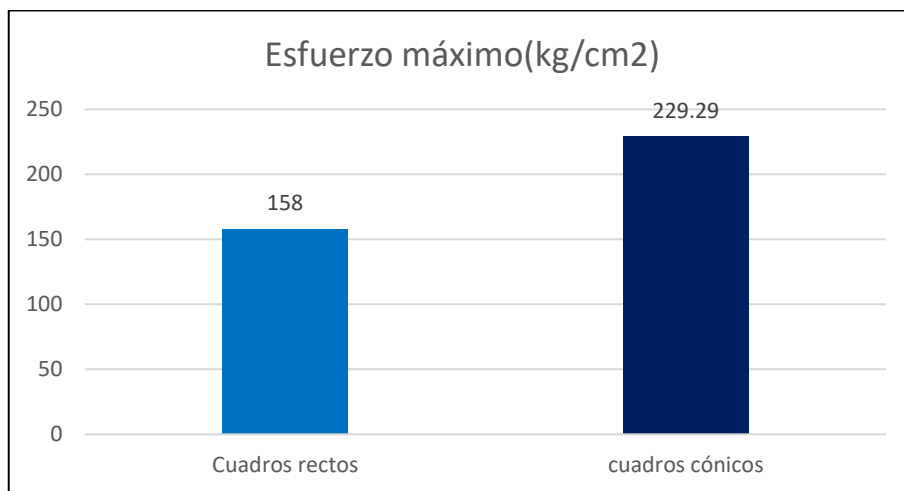
Nota. Elaboración propia.

Se evidencia que con ambos diseños de sostenimiento con cuadros de madera se obtiene un FS favorable para labores permanentes que son mayores a 1.5, por lo tanto, es factible reemplazar el sostenimiento con cuadros rectos espaciados a 1.0m con cuadros cónicos espaciados a 1.20m, garantizando un sostenimiento seguro para la excavación.

Debido al espaciamiento de 1.20m se instala menor cantidad de cuadros en el proyecto de avance de 250m de la GL595 SE, garantizando la reducción de costos de sostenimiento con cuadros de madera.

Figura 38

Comparativo de factor de seguridad de cuadros rectos y cónicos

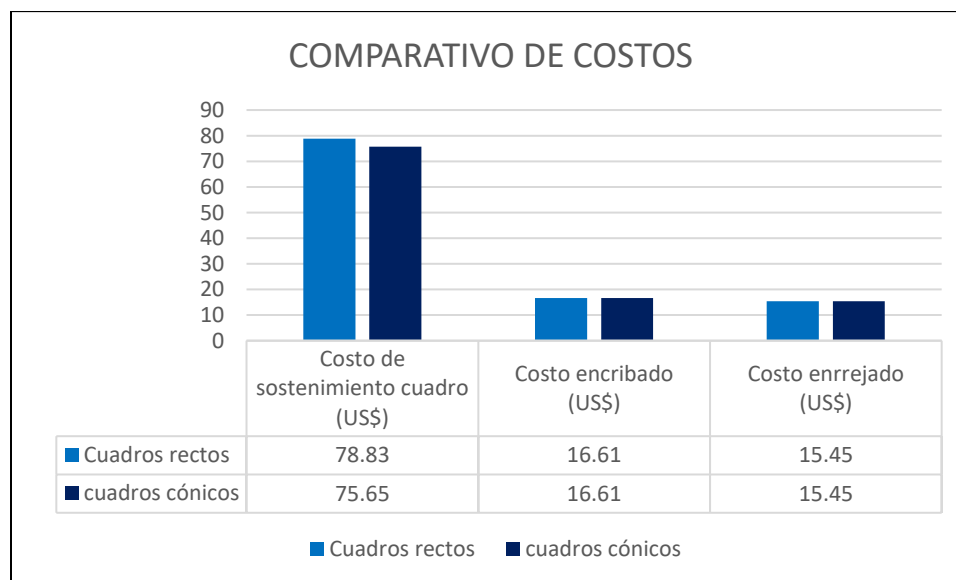


Nota. Elaboración propia.

4.4.2 Resultados de costo de sostenimiento cuadros rectos vs cuadros cónicos

Figura 39

Comparativo de costos

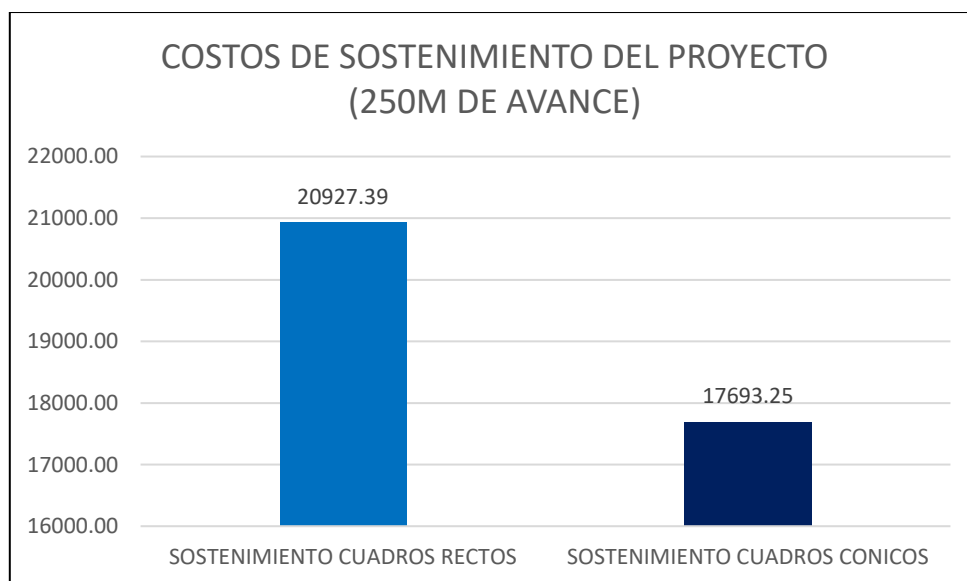


Nota. Elaboración propia.

El costo de sostenimiento con cuadros rectos es US\$ 78.83 mayor con respecto a cuadros cónicos de US\$ 75.65, debido a que el puntal de 9” cuesta más con respecto al de 8” y se instala más cuadros por el menor espaciamiento, los costos de encribado, enrejado y costo por metro lineal de avance se mantienen iguales.

Figura 40

Comparativo de costos de sostenimiento de la Gl 595 SE



Nota. Elaboración propia.

El costo total del avance de 250m del proyecto de la GL595 SE es de US\$ 49,806.32, con el sostenimiento anterior que se aplicaba, con cuadros rectos espaciados a 1m, el costo total de sostenimiento es de US\$20,927.39 y con el sostenimiento actual con cuadros cónicos espaciados a 1.20m es de US\$17,693.25.

El costo total de avance de 250m de la GL595 SE con sostenimiento con cuadros rectos es de US\$70,733.71

El costo total de avance de 250m de la GL595 SE con sostenimiento con cuadros cónicos es de US\$67,499.57, consiguiendo un ahorro de US\$3,234.14 o S/.12,063.34 en el avance del proyecto.

4.5 APOORTE DE LA INVESTIGACION

El aporte principal de la presente investigación consiste en proponer y validar un rediseño de sostenimiento con cuadros de madera para la galería 595-NV-1495 de la Minera Chalhuane S.A.C., sustentado en la integración de evaluación geomecánica, modelamiento numérico, análisis estructural y evaluación económica. Esta propuesta no solo resulta aplicable a la unidad de estudio, sino que también puede servir como referencia técnica para otras operaciones mineras subterráneas que emplean sostenimiento con cuadros de madera en condiciones geomecánicas similares.

Desde el punto de vista geoestructural, el software DIPS permitió identificar la orientación predominante de las discontinuidades presentes en la GL595SE-Nv.1495, evidenciando un fracturamiento principal en dirección W-E y, en menor medida, en dirección NW-SE. Asimismo, el análisis estereográfico permitió reconocer tres sistemas estructurales principales: el sistema S1, con buzamiento promedio de $161^{\circ}/74^{\circ}$; el sistema S2, con orientación promedio de $031^{\circ}/39^{\circ}$; y el sistema S3, con orientación promedio de $222^{\circ}/87^{\circ}$. Estos resultados constituyeron el sustento para caracterizar el riesgo estructural de la labor y definir los parámetros de ingreso utilizados en las evaluaciones posteriores.

Desde el punto de vista tensodeformacional, el software PHASE2 permitió modelar la excavación de $2.10\text{ m} \times 2.40\text{ m}$ en condición estática y con un encampane aproximado de 60 m, mostrando una disminución del Strength Factor en la periferia inmediata de la excavación, principalmente en la corona y los hastiales. Del mismo modo, se identificó una franja de comportamiento plástico de aproximadamente 2.6 m alrededor de la abertura, lo que evidenció una condición de estabilidad comprometida del macizo rocoso y justificó la

necesidad de emplear un sostenimiento robusto para controlar deformaciones y garantizar la seguridad de la labor.

Complementariamente, el software UNWEDGE permitió identificar cuñas potencialmente inestables generadas por la intersección de discontinuidades, determinándose una cuña crítica de 1.6 Tn. Con base en este resultado, se verificó que el uso de cuadros de madera espaciados a 1.20 m posee la capacidad portante suficiente para sostener de forma segura dicha cuña, considerando que la capacidad resistente del cuadro es superior a 10 Tn. Este análisis permitió corroborar que el sostenimiento propuesto no solo responde a criterios estructurales analíticos, sino también a la geometría real de inestabilidad controlada por discontinuidades.

En el aspecto estructural y económico, el estudio demostró que el rediseño con cuadros cónicos de madera constituye una alternativa técnicamente viable y económicamente favorable frente al sostenimiento tradicional con cuadros rectos. Los resultados evidenciaron una reducción del costo total de desarrollo de US\$ 70,733.71 a US\$ 67,499.57, equivalente a un ahorro de US\$ 3,234.14 en un avance de 250 m. Asimismo, el costo de sostenimiento disminuyó de US\$ 20,927.39 a US\$ 17,693.25, y el costo unitario por cuadro se redujo de US\$ 78.83 a US\$ 75.65. Estructuralmente, el sostenimiento propuesto alcanzó factores de seguridad de 1.62 en el sombrero y 1.98 en los postes, valores superiores al mínimo exigido para labores permanentes.

En ese sentido, el aporte de la investigación radica en demostrar que la combinación de DIPS, PHASE2 y UNWEDGE, junto con el cálculo estructural analítico, permite diseñar un sostenimiento con cuadros de madera mejor adaptado a las condiciones reales del macizo rocoso, con adecuados niveles de seguridad y con menor costo operativo. Este enfoque es

coherente con los criterios geomecánicos aplicados en minería subterránea, donde la información de campo debe ser procesada, modelada y sustentada mediante estudios, simulaciones y memorias de cálculo para justificar técnicamente el diseño del sostenimiento.

CONCLUSIONES

1. Con el rediseño del sistema de refuerzo con marcos de madera en la GL595 SE del NV.1495 veta Sangre de toro se reduce los costos de desarrollo de US\$70,733.71 a US\$67,499.57, consiguiendo un ahorro de US\$3,234.14 o S/.12,063.34 en un avance de 250m del proyecto.
2. Con la implementación de un sistema de refuerzo estructural mediante marcos de madera rediseñado se garantiza la estabilidad de la excavación con un FS del sombrero de 1.62 y FS de los postes de 1.98 siendo mayor a 1.5 requerimiento mínimo para labores permanentes, así mismo se reduce los costos asociados al refuerzo con marcos de madera del proyecto de 250m de avance de un valor de US\$20,927.39 a US\$17,693.25.
3. Los costos de refuerzo estructural tras el rediseño de sostenimiento con marcos de madera se reducen significativamente en comparación a los costos actuales en la GL595 SE Nv. 1495
 - Costo de cuadros completos de tres piezas de US\$78.83 a US\$75.65
 - Costo de encribado se mantiene en US\$16.61
 - Costo de enrejado se mantiene en US\$15.45

RECOMENDACIONES

- Se recomienda el uso de softwares actualizados y sofisticados para determinar el tipo de sostenimiento adecuado con el fin de asegurar la estabilidad de la excavación, así mismo se puede reducir el costo de sostenimiento como se hizo en este presente trabajo de investigación.
- Se recomienda utilizar sostenimiento con cuadros de madera en zonas con buen flujo de ventilación, esta tiene mayor duración que en un área húmeda o caliente, para extender la duración funcional del material leñoso.
- Las tablas geomecánicas necesitan ser actualizadas conforme se modifican los diseños de sostenimiento, resulta indispensable brindar y capacitar a los trabajadores en su manejo. De igual forma, se aconseja formar a los trabajadores en apuntalamiento mediante marcos de madera con el propósito de prevenir la instalación incorrecta de cuadros.
- Se recomienda la adquisición de una cinta extensométrica para verificar y dar seguimiento al nuevo diseño de sostenimiento, mediante el monitoreo periódico de la convergencia de la excavación y del comportamiento estructural de los cuadros de madera en la galería 595-NV-1495.

BIBLIOGRAFÍA

1. Carpio Chávez, A. (2025). *Diseño de sostenimiento en minas subterráneas*.
2. Arana G. (2019). Análisis geomecánico para seleccionar el tipo de sostenimiento en la mina Apmnac Pulpera Caylloma - Arequipa. Tesis de grado, Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco, Cusco, Perú.
3. Baca L. (2007). Manual de capacitación para enmaderadores cuadros, puntales y tolvas.
4. Barton, N. (2002). Some new Q-value correlations to assist in site characterisation and tunnel design. *Rock Mechanics and Mining Sciences* (Pergamon).
5. Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics* 6.
6. Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering rock mass classifications*. John Wiley & Sons.
7. Brown, E., y E. Hoek. (1978). Trends in relationships between measured in-situ stresses and depth. *Rock Mechanics and Mining Sciences*.
8. Burgos S. (2015). Desarrollo de herramientas de diseño para la estabilidad de excavaciones con entrada de personal Tesis de posgrado, Universidad de Chile, Santiago, Chile.
9. Carpio A. (2025). Diseño de sostenimiento en minas subterráneas.
10. Enderica F. (2019). Caracterización de la resistencia al pandeo de las maderas más utilizadas en fortificación de túneles, bajo diferentes condiciones de humedad. Tesis de grado, Universidad del Azuay, Cuenca, Ecuador.
11. Gómez, L., y Vargas, J. (2020). Evaluación del sostenimiento con cuadros de madera en minería subterránea. *Revista Minera del Sur*, 12(3), 45–53.
12. Hernández-Sampieri, R., Fernández-Collado, C., & Baptista, P. (2014). Metodología de la investigación (6ª ed.). McGraw-Hill Education.

13. Herrera E. (2021). Evaluación geomecánica para el diseño de sostenimiento de túnel de exploración Chaquicocha fase II- Minera Yanacicha SRL, 2018. Tesis de grado. Universidad Nacional de Cajamarca, Cajamarca, Perú.
14. Hoek, E., & Brown, E. T. (1980). *Underground excavations in rock*. E & FN Spon.
15. Hoek, E., Kaiser, P. K., & Bawden, W. F. (1995). *Support of underground excavations in hard rock*
16. Ministerio de Energía y Minas (2016). "Reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería". D.S N° 024-2016-EM. Lima: El peruano.
17. OSINERGMIN (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Primera edición Lima, Perú.
18. Quispe, R., y Mamani, D. (2021). Rediseño de sostenimiento en minas subterráneas: Caso práctico en la región centro del Perú. *Revista de Ingeniería de Minas*, 28(2), 101–110.
19. Sheorey, P. (1994). Teoría de tensiones in situ en rocas isotrópicas y transversalmente isotrópicas. *Revista internacional de mecánica de rocas y ciencia en minería y geomecánica abstracta*.

INTERNET

- Scribd (2020). Factor de seguridad en minería subterránea [mensaje en un blog]. Recuperado de <https://es.scribd.com/presentation/447853039/Factor-de-Seguridad-Mineria-Subterranea>
- Scribd (2020). Cuadro de madera FS sombrero [mensaje en un blog]. Recuperado de <https://es.scribd.com/document/485651701/CUADROS-MADERA-FS-SOMBRERO-CARGA-DISTRIBUIDA>.
- Scribd (2020). Cuadro de madera FS poste [mensaje en un blog]. Recuperado de <https://es.scribd.com/document/485651691/CUADROS-DE-MADERA-FS-POSTE>

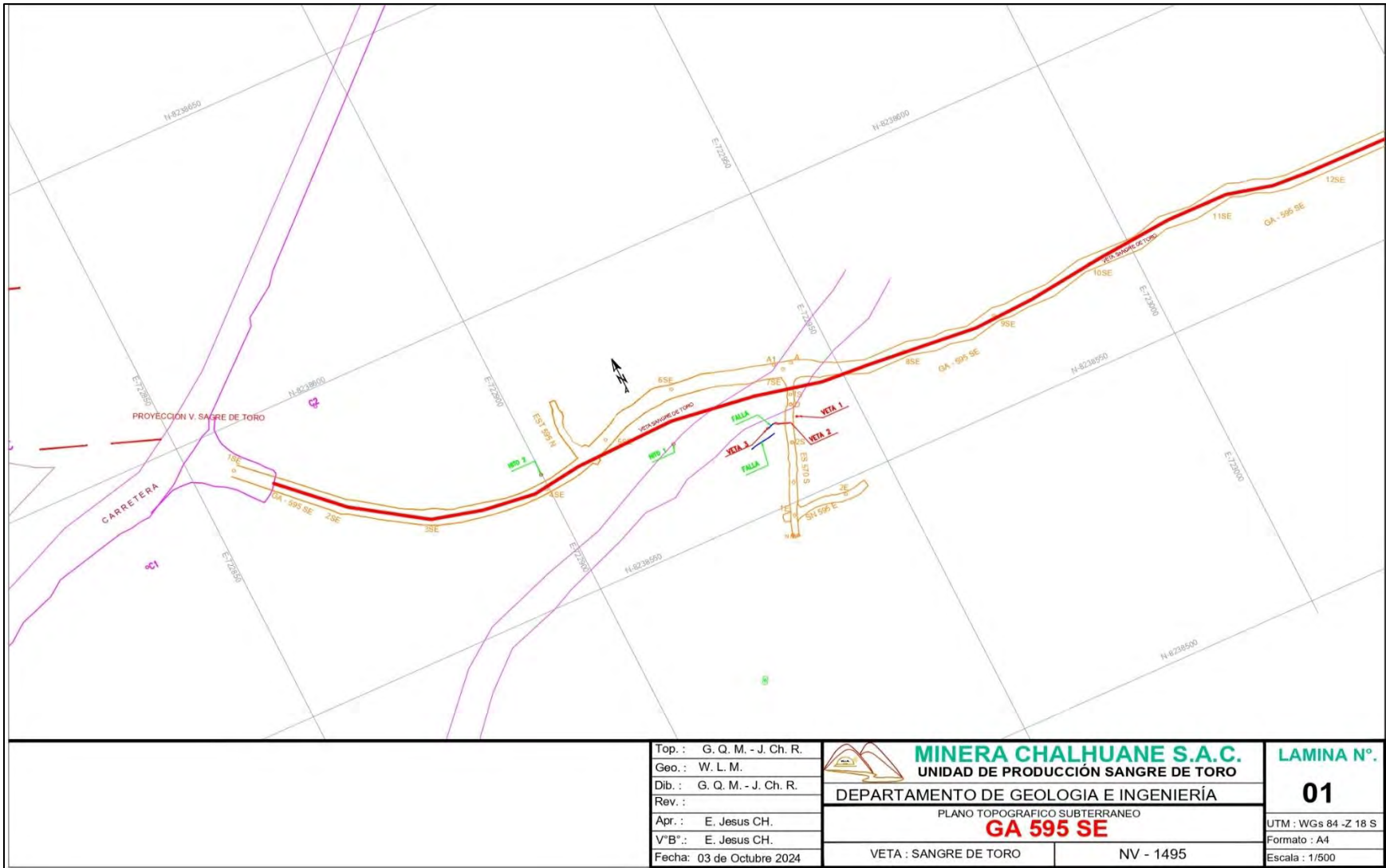
ANEXOS

ANEXO 1: MATRIZ DE CONSISTENCIA

TÍTULO: “REDISEÑO DEL SOSTENIMIENTO CON CUADROS DE MADERA EN LA GL595 SE – NV 1495 PARA LA REDUCCIÓN DE COSTOS DE DESARROLLO EN LA MINERA CHALHUANE S.A.C.”				
PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPÓTESIS GENERAL	METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	VARIABLES
¿Cómo el rediseño del sostenimiento con cuadros de madera, aplicado en la galería principal GL595 SE – NV 1495 de la Minera Chalhuane S.A.C., contribuye a la reducción de costos de desarrollo sin comprometer la estabilidad de la excavación?	Rediseñar el sostenimiento con cuadros de madera con el propósito de reducir los costos de desarrollo en la galería principal GL595 SE – NV 1495 de la Minera Chalhuane S.A.C.	El rediseño del sostenimiento con cuadros de madera permitirá reducir los costos de desarrollo en la galería principal GL595 SE – NV 1495 de la Minera Chalhuane S.A.C., sin comprometer la seguridad ni la estabilidad de la excavación.	ENFOQUE: cuantitativo. TIPO: aplicada. NIVEL: correlacional – explicativo. DISEÑO: no experimental. POBLACIÓN: labores horizontales de exploración y desarrollo de la Minera Chalhuane S.A.C. MUESTRA: GL595 SE – NV 1495.	VARIABLE INDEPENDIENTE (X): Rediseño de sostenimiento con cuadros de madera. Indicadores clave: RMR, GSI, geometría de excavación, espaciamiento, diámetro, factor de seguridad del sombrero y del poste.
PROBLEMAS ESPECÍFICOS	OBJETIVOS ESPECÍFICOS	HIPÓTESIS ESPECÍFICAS	MUESTREO: no probabilístico por conveniencia.	VARIABLE DEPENDIENTE (Y): Reducción de costos de desarrollo. Indicadores clave: costo total de desarrollo, costo de sostenimiento, costo unitario por cuadro y ahorro económico.
a) ¿Qué diseño de sostenimiento con cuadros de madera garantiza la estabilidad de la galería GL595 SE – NV 1495 de la Minera Chalhuane S.A.C., considerando su caracterización geomecánica?	a) Diseñar un sistema de sostenimiento con cuadros de madera que garantice la estabilidad de la galería GL595 SE – NV 1495 de la Minera Chalhuane S.A.C., a partir de su caracterización geomecánica.	a) El diseño de un sistema de sostenimiento con cuadros de madera, definido con base en la caracterización geomecánica de la labor, garantizará la estabilidad de la galería GL595 SE – NV 1495.	TÉCNICAS: observación directa, análisis descriptivo, trabajo de campo, trabajo de gabinete, evaluación geomecánica, análisis estructural y análisis comparativo de costos.	
b) ¿Qué variación en los costos de desarrollo se obtiene al comparar el sostenimiento actual con el rediseño de cuadros de madera en la galería 595-NV-1495 de la Minera Chalhuane S.A.C.?	b) Determinar la variación en los costos de desarrollo mediante la comparación entre el sostenimiento actual y el rediseño de cuadros de madera en la galería 595-NV-1495 de la Minera Chalhuane S.A.C.	b) El rediseño del sostenimiento con cuadros de madera reducirá los costos de desarrollo respecto al sostenimiento actual en la galería 595-NV-1495 de la Minera Chalhuane S.A.C.	INSTRUMENTOS / MEDIOS: cartilla geomecánica, mapeo geomecánico, planos, memorias de cálculo, cuadros de costos y software DIPS, PHASE2 y UNWEDGE.	

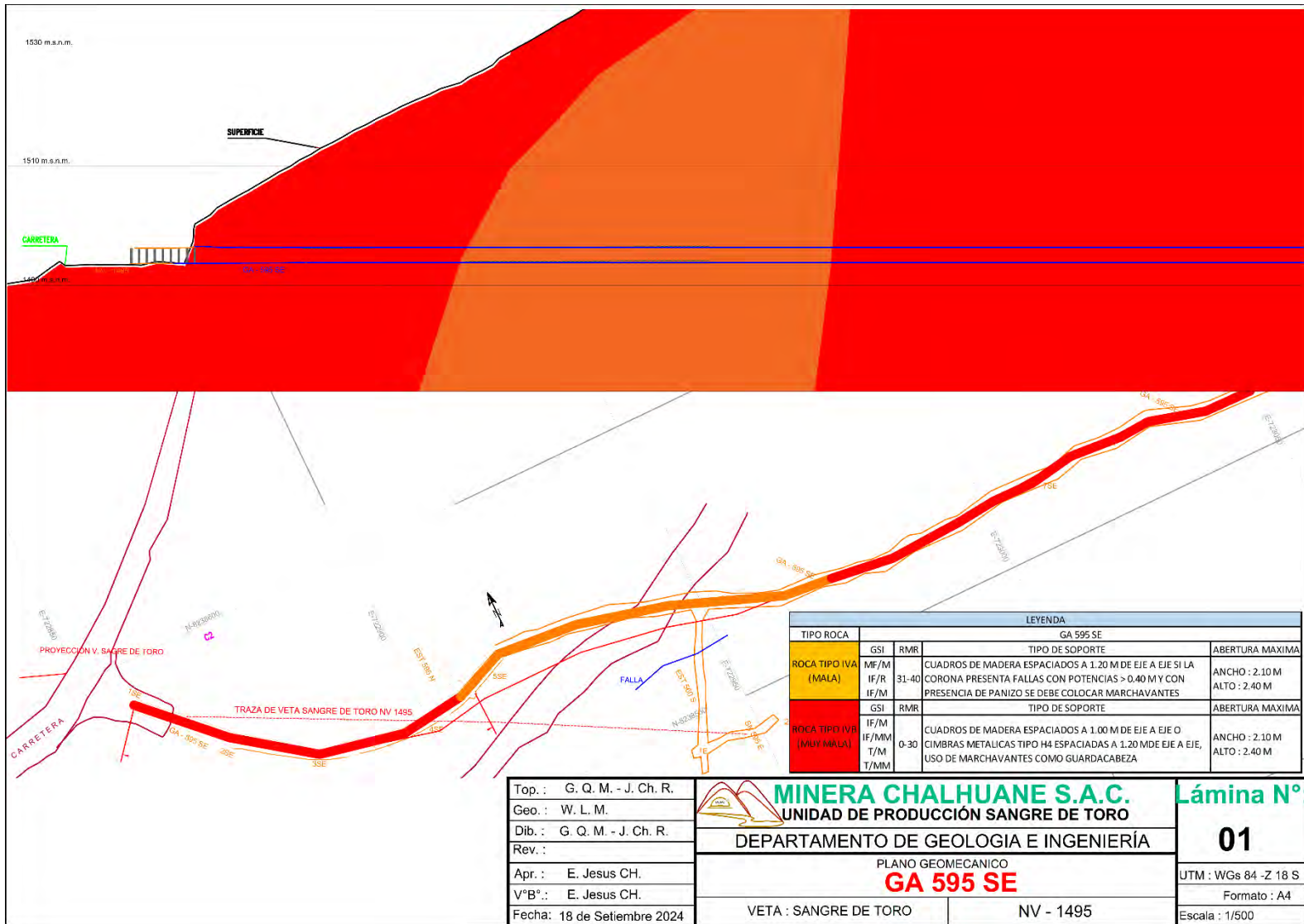
Nota. Elaboración propia.

ANEXO 2: PLANO TOPOGRAFICO DE LA GL595 SE NV 1495



Nota. Plano proporcionado por el departamento de geología e ingeniería de la Minera Chaluane S.A.C.

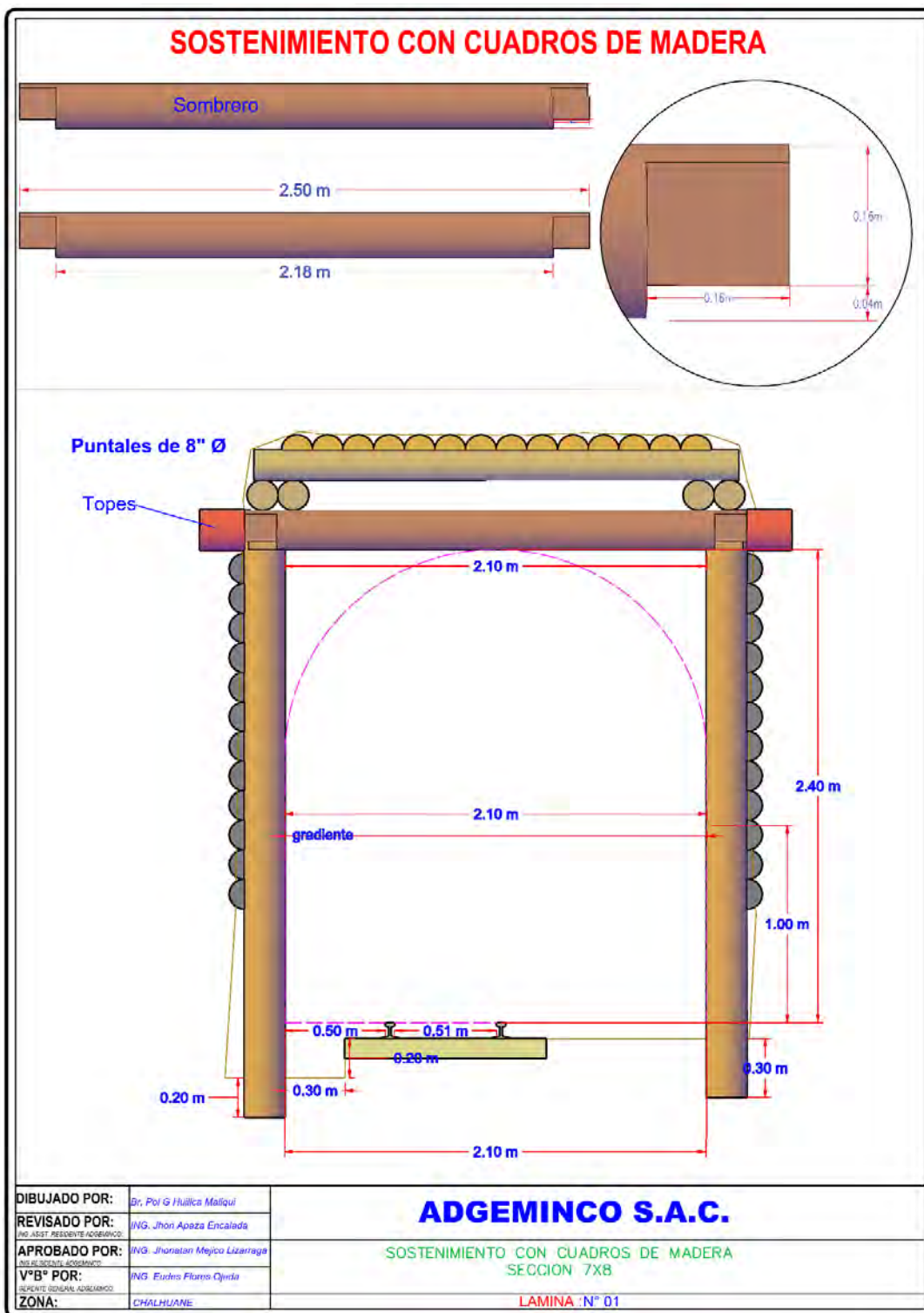
ANEXO 3: PLANO GEOMECANICO DE LA GL595 SE NV 1495



Nota. Plano proporcionado por el departamento de geología e ingeniería de la Minera Chalhuane S.A.C.

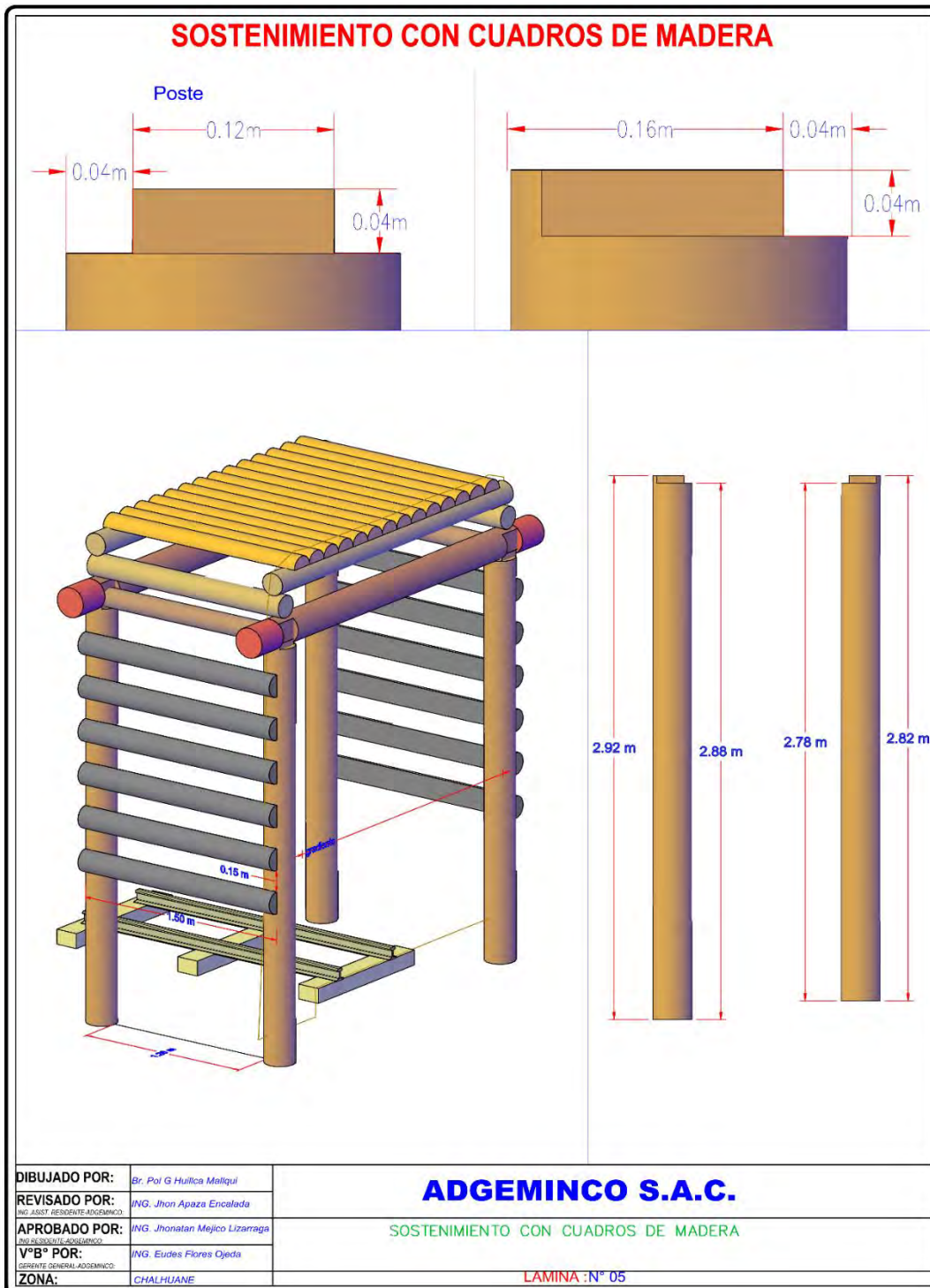
ANEXO 4: SOSTENIMIENTO CON CUADROS RECTOS

Parte A. Vista en sección frontal sección 2.10 m x 2.40 m



Nota. Elaboración propia.

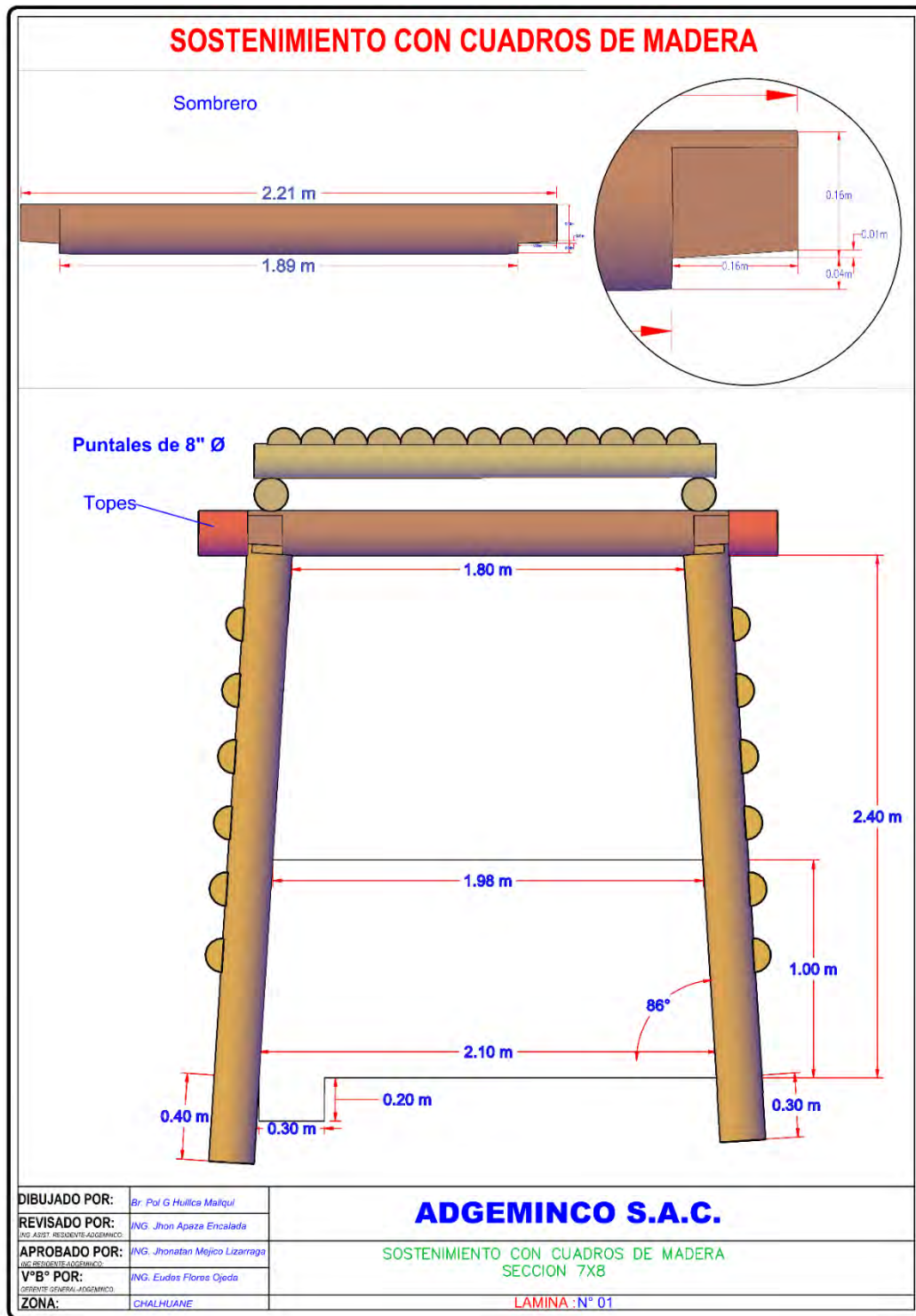
Parte B. Detalles de destaje de puntales, vista isométrica sección 2.10 m x 2.40 m



Nota. Elaboración propia.

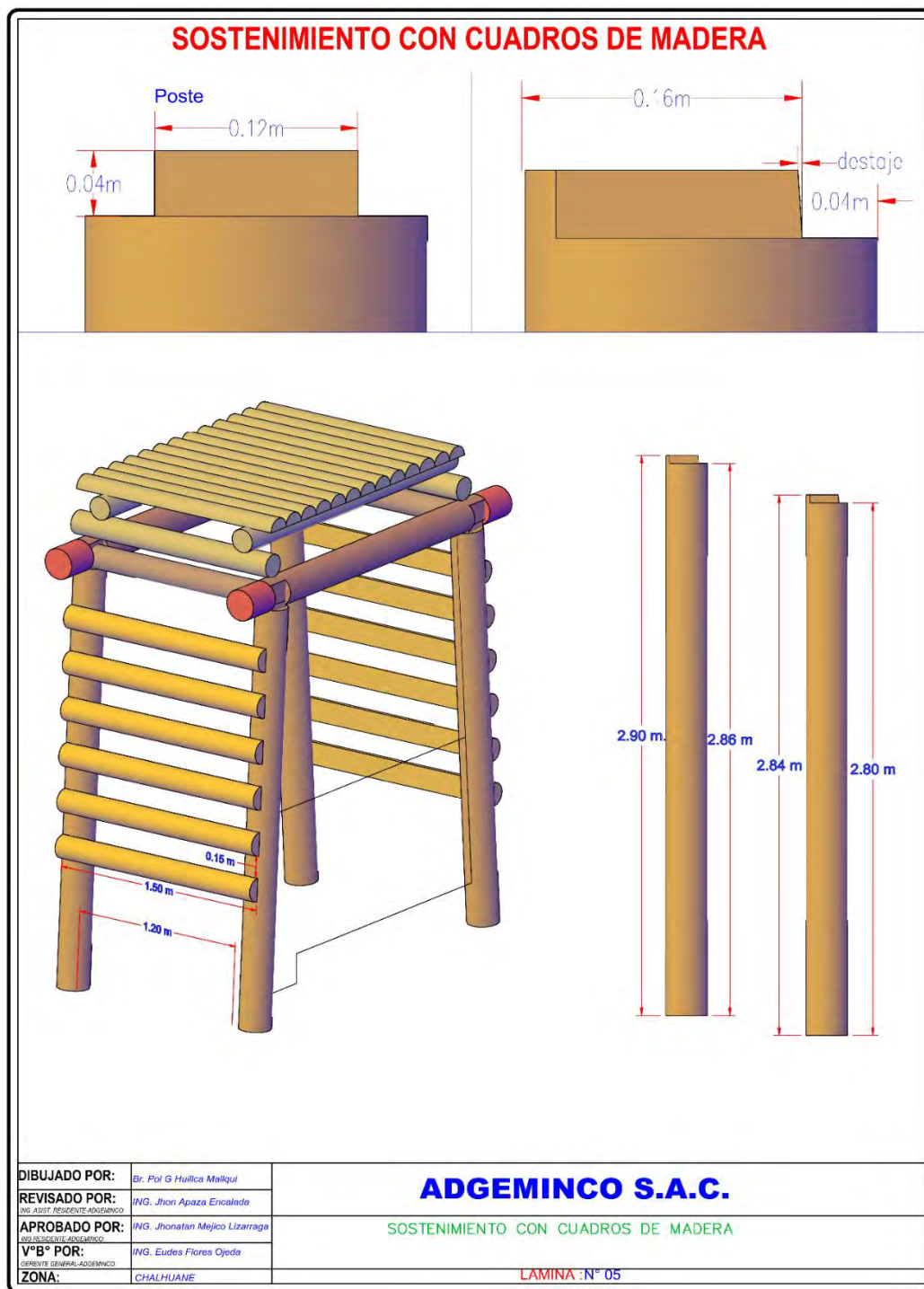
ANEXO 5: SOSTENIMIENTO CON CUADROS CONICOS

Parte A. Vista en sección frontal sección 2.10 m x 2.40 m



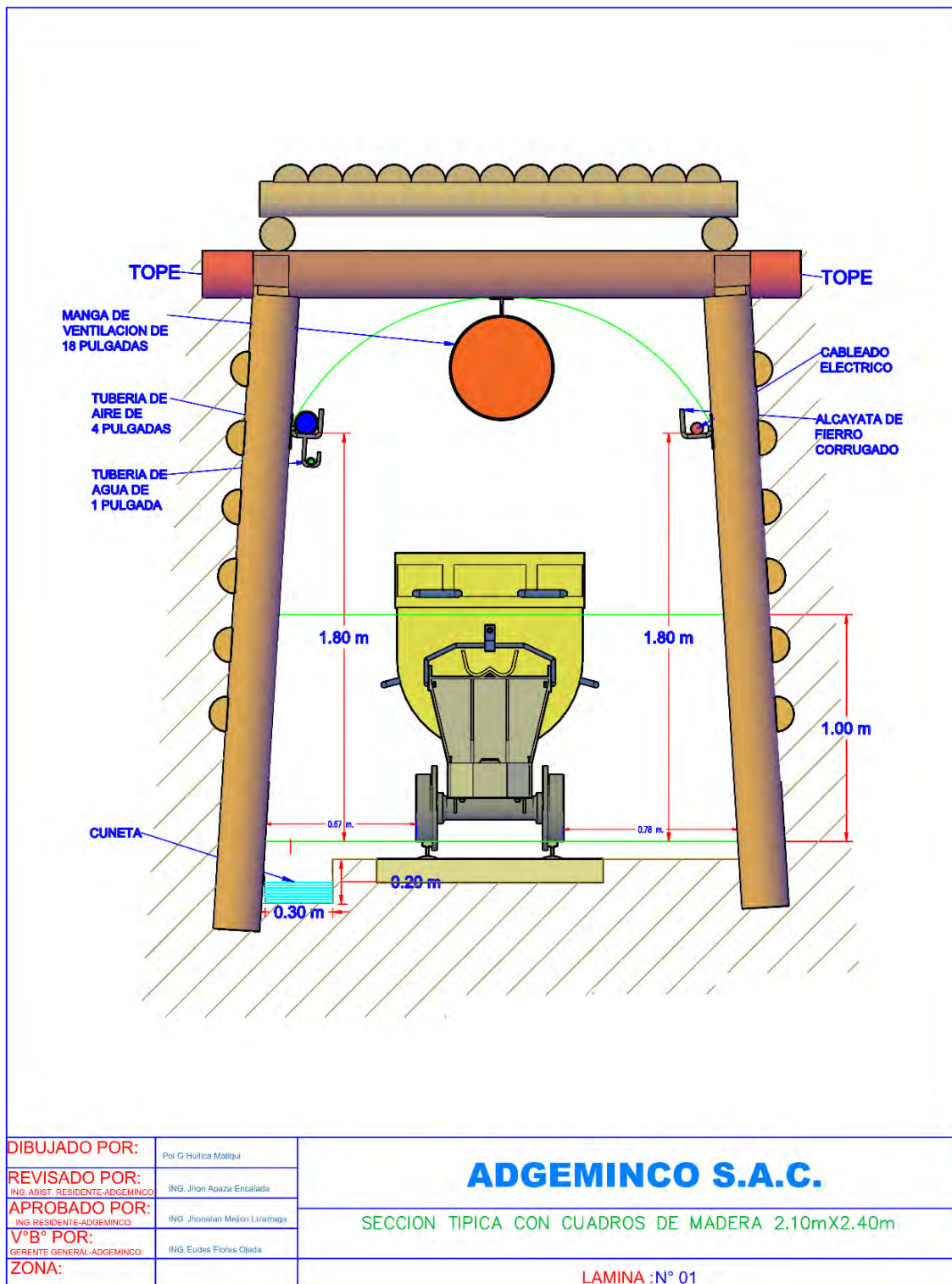
Nota. Elaboración propia.

Parte B. Detalles de destaje de puntales, vista isométrica sección 2.10 m x 2.40 m



Nota. Elaboración propia.

ANEXO 6: INSTALACION DE SERVICIOS EN CUADROS DE MADERA



Nota. Elaboración propia.

ANEXO 7: SOSTENIMIENTO CON CUADROS RECTOS EN CAMPO

Nota. Elaboración propia.

ANEXO 8: SOSTENIMIENTO CON CUADROS CONICOS EN CAMPO

Nota. Registro fotográfico tomado durante la inspección de campo. Elaboración propia.

ANEXO 11: TABLA GEOMECANICA ACTUALIZADA

CARTILLA GEOMECAÁNICA - MINERA CHALHUANE S.A.C. UNIDAD DE PRODUCCIÓN SANGRE DE TORO SOSTENIMIENTO DE LABORES SEGÚN CARTILLA GEOMECAÁNICA GSI	
<p>SIN FACTORES INFLUYENTES</p> <p>CON FACTORES INFLUYENTES</p> <ul style="list-style-type: none"> Roca buena, Tipo 2 Roca regular, Tipo 3A Roca regular, Tipo 3B Roca mala, Tipo 4 Roca muy mala, Tipo 5 <p>Versión: 11 - 2024</p>	<p>CONDICIÓN SUPERFICIAL</p> <p>BUENA (B) (SE ROMPE CON DOS O MÁS GOLPES DE PICOTA Y/O BARRETIILLA DE 4 PIES)</p> <p>REGULAR (R) (SE ROMPE CON UN GOLPE FIRME DE PICOTA Y/O BARRETIILLA DE 4 PIES)</p> <p>MALA (M) (LA PUNTA DE LA PICOTA O BARRETIILLA DE 4 PIES SE INDENTA HASTA 0.5 cm.)</p> <p>MUY MALA (MM) (LA PUNTA DE LA PICOTA O BARRETIILLA DE 4 PIES SE INDENTA MÁS DE 0.5 cm.)</p>
<p>CONDICIÓN ESTRUCTURAL</p> <p>FRACTURADO (F) (6 a 11 FRACT. POR METRO CUADRADO)</p> <p>MUY FRACTURADA (MF) (12 a 20 FRACT. POR METRO CUADRADO)</p> <p>INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO CUADRADO)</p> <p>TRITURADA (T) (NO SE DISTINGUE FRACTURAMIENTO, CUATERNARIO, ROCA DEGRADADA)</p>	

<p>3. Durante la instalación de la malla, asegurarse de que quede pegada a la roca, debe ser asegurada con pernos helicoidales: split sets sistemáticos y el traspase entre mallas continuas será de 30 cm (3 cocos).</p> <p>4. Se debe respetar la regla: "METRO AVANZADO, METRO SOSTENIDO"</p> <p>5. La clasificación y selección del sostenimiento deberá realizarse conforme se avancen las labores, de colocarse a destiempo se requerirá un sostenimiento más robusto</p> <p>2. La instalación de la malla se hará de gradiente y/o de piso a piso, de acuerdo a evaluación geomecánica. Se debe de instalar la malla 0.15 metros por debajo de la gradiente.</p>	<p>Para utilizar esta cartilla, se debe de determinar lo siguiente in situ:</p> <p>1. LOS FACTORES INFLUYENTES SON:</p> <ul style="list-style-type: none"> - Agua subterránea - Cajas falsas - Curvas - Fallas geológicas - Labores cercanas - Tajos inclinados
--	--

LABORES PERMANENTES - APERTURA MÁXIMA 2.5 METROS (GALERÍA, BYPASS, CRUCERO)			
TIPO	GSI	SOSTENIMIENTO	FRECUENCIA DE DESATADO
2	F/B	SIN SOSTENIMIENTO, SPLIT SET O PERNO HELICOIDAL 5' PUNTUAL DONDE REQUIERA.	EN PERFORACIÓN Y SOSTENIMIENTO: ANTES, DURANTE Y DESPUÉS DE LA ACTIVIDAD EN LIMPIEZA Y CARGUIO: ANTES, DURANTE Y DESPUÉS DE LA ACTIVIDAD
3A	F/R MF/B	SPLIT SET O PERNO HELICOIDAL 5' SISTEMÁTICO ESPACIAMIENTO: 1.00m x 0.85m EN TRAMOS REQUERIDOS	EN PERFORACIÓN Y SOSTENIMIENTO: ANTES, DURANTE Y DESPUÉS DE LA ACTIVIDAD EN LIMPIEZA Y CARGUIO: ANTES, DURANTE Y DESPUÉS DE LA ACTIVIDAD
3B	MF/R MF/M IF/R	SPLIT SET O PERNO HELICOIDAL 5' SISTEMÁTICO ESPACIAMIENTO 1.00m x 0.85m + MALLA ELECTROSOLDADA	EN PERFORACIÓN Y SOSTENIMIENTO: ANTES, DURANTE Y DESPUÉS DE LA ACTIVIDAD EN LIMPIEZA Y CARGUIO: ANTES, DURANTE Y DESPUÉS DE LA ACTIVIDAD
4	MF/M IF/R IF/M	CUADROS DE MADERA ESPACIADOS 1.20m DE LUZ A LUZ + MARCHAVANTES O CIMBRAS METÁLICAS TIPO H4 ESPACIADAS 1.20m DE LUZ A LUZ	DESATAR ZONA Y APLICAR SOSTENIMIENTO INMEDIATO
5	IF/MM T/M T/MM	CUADROS DE MADERA COMPLETOS ESPACIADOS 1.00m DE LUZ A LUZ + MARCHAVANTES O CIMBRAS METÁLICAS TIPO H4 ESPACIADAS 1.20m DE LUZ A LUZ	DESATAR ZONA Y APLICAR SOSTENIMIENTO INMEDIATO

LABORES TEMPORALES (TAJEOS, SUBNIVELES)			
TIPO	GSI	SOSTENIMIENTO	FRECUENCIA DE DESATADO
2	F/B	SUBNIVELES: SIN SOSTENIMIENTO O SPLIT SET PUNTUAL DONDE REQUIERA TAJEOS: SIN SOSTENIMIENTO O PUNTAL DE SEGURIDAD EN DONDE SE REQUIERA	EN PERFORACIÓN Y SOSTENIMIENTO: ANTES, DURANTE Y DESPUÉS DE LA ACTIVIDAD EN LIMPIEZA Y CARGUIO: ANTES, DURANTE Y DESPUÉS DE LA ACTIVIDAD
3A	F/R MF/B	SUBNIVELES: SPLIT SET PUNTUAL DONDE REQUIERA TAJEOS: PUNTALES DE SEGURIDAD EN DONDE SE REQUIERA	EN PERFORACIÓN Y SOSTENIMIENTO: ANTES, DURANTE Y DESPUÉS DE LA ACTIVIDAD EN LIMPIEZA Y CARGUIO: ANTES, DURANTE Y DESPUÉS DE LA ACTIVIDAD
3B	MF/R F/M IF/R	SUBNIVELES: SPLIT SET ESPACIADOS 1.50m DONDE REQUIERA TAJEOS: PUNTALES SISTEMÁTICOS ESPACIADOS 1.50m O DONDE REQUIERA	EN PERFORACIÓN Y SOSTENIMIENTO: ANTES, DURANTE Y DESPUÉS DE LA ACTIVIDAD EN LIMPIEZA Y CARGUIO: ANTES, DURANTE Y DESPUÉS DE LA ACTIVIDAD
4	MF/M IF/R IF/M	SUBNIVELES: CUADROS DE MADERA ESPACIADOS 1.20m DE LUZ A LUZ + MARCHAVANTES TAJEOS: CUADROS DE MADERA COMPLETOS ESPACIADOS 1.20m DE LUZ A LUZ + MARCHAVANTES	DESATAR ZONA Y APLICAR SOSTENIMIENTO INMEDIATO
5	IF/MM T/M T/MM	SUBNIVELES: CUADROS DE MADERA ESPACIADOS 1.00m DE LUZ A LUZ + MARCHAVANTES TAJEOS: CUADROS DE MADERA COMPLETOS ESPACIADOS 1.00m DE LUZ A LUZ + MARCHAVANTES	DESATAR ZONA Y APLICAR SOSTENIMIENTO INMEDIATO

CHIMENEAS			
TIPO	GSI	SOSTENIMIENTO	FRECUENCIA DE DESATADO
3A	F/R MF/B	SOSTENIMIENTO CON SPLIT SET PUNTUAL DONDE REQUIERA.	EN PERFORACIÓN Y SOSTENIMIENTO: ANTES, DURANTE Y DESPUÉS DE LA ACTIVIDAD EN LIMPIEZA Y CARGUIO: ANTES, DURANTE Y DESPUÉS DE LA ACTIVIDAD
3B	MF/R F/M IF/R	SOSTENIMIENTO CON SPLIT SET PUNTUAL DONDE REQUIERA.	EN PERFORACIÓN Y SOSTENIMIENTO: ANTES, DURANTE Y DESPUÉS DE LA ACTIVIDAD EN LIMPIEZA Y CARGUIO: ANTES, DURANTE Y DESPUÉS DE LA ACTIVIDAD
4	MF/M IF/R IF/M	AVANCE CON CUADROS DE MADERA CON TODAS SUS PARTES	DESATAR ZONA Y APLICAR SOSTENIMIENTO INMEDIATO
5	IF/MM T/M T/MM	AVANCE CON CUADROS DE MADERA CON TODAS SUS PARTES	DESATAR ZONA Y APLICAR SOSTENIMIENTO INMEDIATO

Nota. Documento técnico proporcionado por el Departamento de Geomecánica de la Minera Chaluane S.A.C.

**ANEXO 12: REGISTRO DE EVIDENCIAS Y NOTAS DE CAMPO PARA
ANALISIS GEOMECANICO DE LA GL 595 SE**

Parte A. Tablas oficiales de valoración de parámetros de Barton para el cálculo del índice

Q

Índice de calidad de excavación de túneles Q (Barton, 1974)		
DESCRIPCIÓN	VALOR	NOTAS
1. ÍNDICE DE CALIDAD DE LA ROCA	RQD	
A. Muy mala	0-25	1. Si el RQD es ≤ 10 (incluyendo 0), se asume un valor nominal de 10 para el cálculo Q 2. Intervalos de RQD de 5, es decir, 200, 95, 90, etc. son lo suficientemente exactos.
B. Mala	25-50	
C. Regular	50-75	
D. Buena	75-90	
E. Excelente	90-100	
2. NÚMERO DE FAMILIAS DE JUNTAS	Jn	
A. Masivo sin o con pocas juntas	0.5 – 1.0	1. Para intersecciones emplear (3.0 x Jn) 2. En los portales emplear (2.0 x Jn)
B. Una familia de juntas	2.0	
C. Una familia de juntas + una aislada	3.0	
D. Dos familias de juntas	4.0	
E. Dos familias de juntas + una aislada	6.0	
F. Tres familias de juntas	9.0	
G. Tres familias de juntas + una aislada	12.0	
H. Cuatro familias de juntas + una aislada (fisuración intensa)	15.0	
J. Roca triturada terrosa	20.0	
3. RUGOSIDAD DE LAS JUNTAS		
a) Contacto con las paredes	Jr	
b) Contacto con las paredes antes de un corte de 10 cm.		1. Añadir 1.0 si el espaciamiento promedio de la familia de juntas es superior a 3 m. 2. Jr=0.5 puede utilizarse para juntas pulidas con lineaciones, con la condición de que éstas estén orientadas para la resistencia mínima.
A. Juntas sin continuidad	4.0	
B. Rugosas e irregulares, ondulantes	3.0	
C. Lisas, ondulantes	2.0	
D. Pulidas, ondulantes	1.5	
E. Rugosas o irregulares, planares	1.5	
F. Lisas, planares	1.0	
G. Pulidas, planares	0.5	
c) Sin contacto con roca después de corte de 10 cm		
H. Zonas que contienen minerales arcillosos, de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	1.0	
I. Zona arenosa, gravosa o de roca triturada, de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	1.0	

Nota. Elaboración propia.

Parte B. Parámetros de cálculo y tablas de clasificación del sistema Q

4. ALTERACIÓN DE LAS JUNTAS		
a) Contacto con las paredes de roca	Ja	Ør grados aprox.
A. Relleno soldado, duro, inablandable, impermeable	0.75	
B. Paredes de juntas inalteradas, sólo con manchas de oxidación	1.0	(25° - 35°)
C. Paredes ligeramente alteradas, con recubrimiento de minerales inablandables, partículas arenosas, roca desintegrada no arcillosa	2.0	(25° - 30°)
D. Recubrimientos limosos o areno-arcillosos, con una pequeña fracción de arcilla (inablandable).	3.0	(20° - 25°)
E. Recubrimientos ablandables o con arcilla de baja fricción o sea caolinita o mica. También clorita, talco, yeso, grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas (recubrimiento discontinuo de 1-2 mm de espesor o menos).	3.0	(8° - 16°)
b) Contacto con las paredes antes de un corte de 10 cm.		
F. Partículas arenosas, roca desintegrada, sin arcilla, etc.	4.0	(25° - 30°)
G. Rellenos de minerales arcillosos muy sobreconsolidados e inablandables (continuos <5 mm de espesor)	6.0	(16° - 24°)
H. Rellenos de minerales arcillosos de sobreconsolidación media a baja (continuos <5 mm de espesor).	8.0	(12° - 16°)
I. Rellenos de arcilla expansiva, o sea montmorillonita (continuos <5 mm de espesor). El valor Ja depende del porcentaje de partículas expansivas del tamaño de arcilla y del acceso al agua.	8.0-12.0	(6° - 12°)
c) Sin contacto de las paredes después del corte		
J. Zonas de desintegración o trituración	6.0	
K. Roca y arcilla (ver G, H y J por condiciones de la arcilla)	8.0	
L. Zonas limosas o arcillo arenosa, pequeñas fracciones de arcilla	8.0-12.0	
M. Zonas continuas gruesas o bandas de arcilla (ver G, H y J por condiciones de arcilla)	5.0	(6°-24°)
N. Zonas o bandas continuas gruesas de arcilla	10.0-13.0	
O. (ver G, H y J para las condiciones de arcilla)	6.0-24.0	
5. REDUCCIÓN POR AGUA EN LAS JUNTAS		
	Jw	Presión Aprox. del Agua (Kgf/cm ²)
A. Excavación seca o flujos bajos (<5 L/min. localmente).	1.0	<1.0
B. Flujo o presión medios, con lavado ocasional de los rellenos.	0.66	1.0 - 2.5
C. Gran flujo o presión alta en roca competente con juntas sin relleno.	0.5	2.5-10.0
D. Gran flujo o presión alta, lavado considerable de los rellenos.	0.33	2.5-10.0
E. Flujo o presión excepcionalmente altos con las voladuras, disminuyendo con el tiempo.	0.2 - 0.1	>10
F. Flujo o presión excepcionalmente altos en todo momento	0.1-0.05	>10
6.FACTOR DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS		
a) Zonas de debilidad que interceptan la excavación y pueden ser las causas de que el macizo se desestabilice cuando se construya el túnel.	SRF	
A. Múltiples zonas de debilidad con contenido de arcilla o roca químicamente desintegrada; roca circundante muy suelta (cualquier profundidad).	10.0	
B. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación <50m).	5.0	
C. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación >50m).	2.5	1. Reducir estos valores del SRF en un 25 50%, si las zonas de corte relevantes influyen, pero no interceptan la excavación.
D. Múltiples zonas de corte en roca competente (sin arcilla), roca circundante suelta (cualquier profundidad).	7.5	
E. Zonas de corte aisladas en roca competente (sin arcilla) (profundidad de excavación < 50m)	5.0	
F. Zonas de corte aisladas en roca competente (sin arcilla) (profundidad de excavación > 50m)	2.5	
G. Juntas abiertas sueltas, fisuración intensa (cualquier profundidad)	5.0	

Nota. Elaboración propia.

Parte C. Parámetros de cálculo y tablas de clasificación del sistema Q para el macizo rocoso de la labor

Método empírico sistema Q (Barton, 1974)	
Para este método se requiere de diversos datos tales como:	
<ul style="list-style-type: none"> • Luz de la labor (ancho de Galeía) = 2.10m • ESR: según siguiente tabla la tabla es 1.6 	
Tabla 14: Valores típicos de ESR según Barton (1974)	
Tipo de excavación	ESR
Túneles de acceso para personal y maquinaria	1.3
Túneles de transporte de minerales	1.6
Cámaras de almacenamiento permanentes	1
Galerías para explosivos o estructuras críticas	0.8
Excavaciones de emergencia o refugios humanos	0.6
Excavaciones temporales o de corta duración	2
Fuente: Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974).	
<ul style="list-style-type: none"> • Abertura o altura en metros/ESR = 2.10/1.6 = 1.3 • Valor de Q: según la siguiente tabla para una roca media debe variar de 4-10 	
a) Cálculo de Q de Barton	
Tabla 15: Valores típicos de Q según Barton (1974)	
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: Adaptado de Barton, N. (1974)	
Para el cálculo de Q se tendrá que utilizar la siguiente fórmula, para ello se requiere diversos datos tomados en la tabla anterior.	
$Q = \frac{RQD}{jn} * \frac{jr}{ja} * \frac{Jw}{SRF}$	
$Q = \frac{35}{9} * \frac{1}{4} * \frac{1}{5}$	
Q=0.2	

Nota. Elaboración propia.

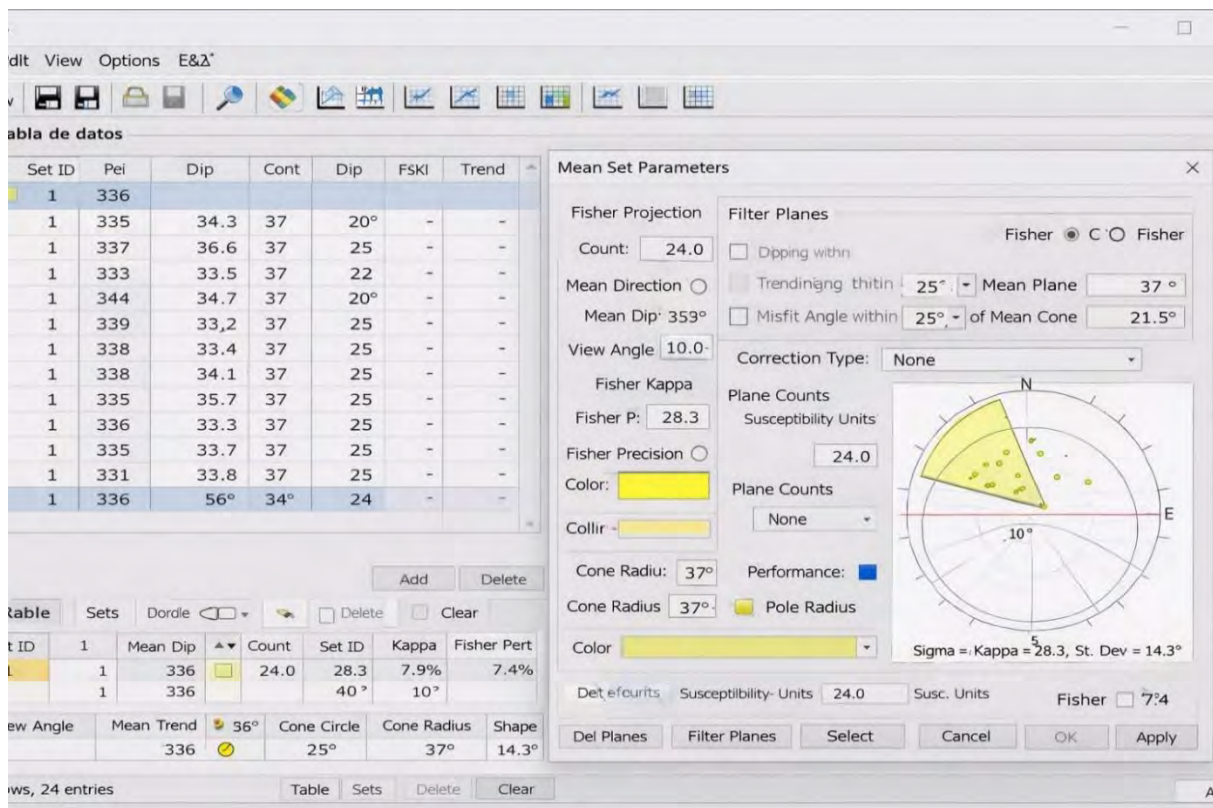
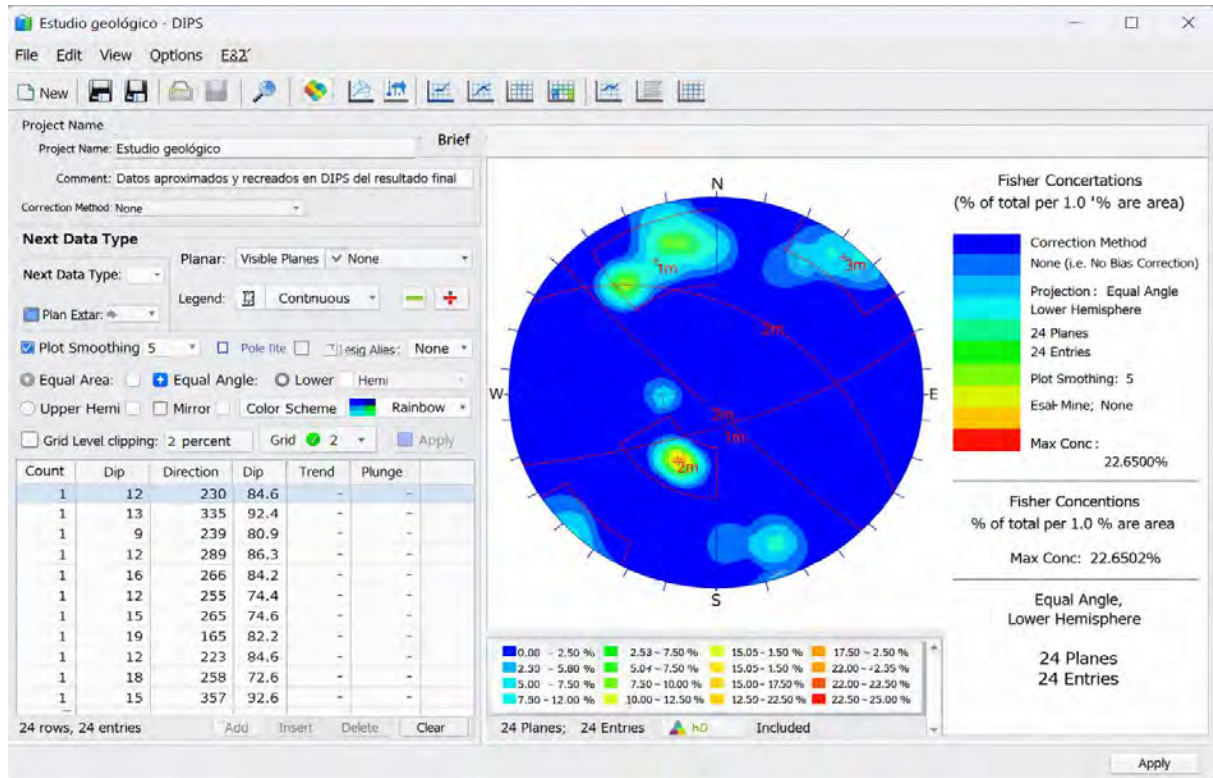
Parte D. Matriz de caracterización geomecánica

Registro de evidencias y notas de campo para el análisis geomecánico de la GA595 SE			
Ítem	Aspecto evaluado	Registro de campo	Interpretación técnica
1	Identificación de la labor	Galería 595-NV-1495, veta Sangre de Toro, Minera Chaluane S.A.C.	Tramo seleccionado para la evaluación geomecánica y análisis de estabilidad
2	Geometría de la excavación	Sección aproximada de 2.10 m de ancho por 2.40 m de alto	Dimensiones utilizadas para la evaluación empírica y el modelamiento numérico
3	Encampane	Cobertura rocosa aproximada de 60 m	Valor considerado en el análisis tensodeformacional del macizo
4	Litología	Roca encajonante con alta fracturación e influencia de alteración superficial	Condición desfavorable para la estabilidad de la excavación
5	Estado del macizo rocoso	Macizo muy fracturado	Indica disminución de la competencia geomecánica del entorno excavado
6	RQD	Entre 25–50 en caja piso y 50–75 en caja techo; valor representativo usado: 35	Refleja calidad baja a media del macizo rocoso, coherente con la evaluación geomecánica de la labor
7	RMR	Entre 31 y 38	Clasificación de roca de mala calidad a regular-baja
8	GSI	Condición geomecánica desfavorable según evaluación de campo	Complementa la apreciación estructural del macizo rocoso
9	Número de familias de discontinuidades	Tres sistemas principales	Sustenta el uso de $J_n = 9$ en el sistema Q de Barton
10	Sistema estructural 1	DDIP 161° / DIP 74°	Sistema predominante, asociado a estructuras tipo fallas y diaclasas
11	Sistema estructural 2	DDIP 031° / DIP 39°	Sistema secundario relevante
12	Sistema estructural 3	DDIP 222° / DIP 87°	Sistema de menor predominancia, pero estructuralmente influyente
13	Espaciamiento de discontinuidades	Entre 0.06 m y 0.60 m	Indica macizo rocoso intensamente fracturado
14	Persistencia	Entre 10 m y 20 m	Discontinuidades de continuidad significativa, con efecto en la estabilidad
15	Rugosidad	Lisa	Justifica el uso de $J_r = 1$ en el sistema Q
16	Relleno	Suave, menor a 5 mm	Justifica el uso de $J_a = 4$
17	Alteración de paredes	Muy alterada	Indica debilitamiento de la resistencia al corte de las discontinuidades
18	Agua subterránea	Condición seca	Justifica el uso de $J_w = 1$
19	SRF adoptado	5	Parámetro asumido de acuerdo con la condición geomecánica desfavorable del macizo rocoso
20	Valor Q estimado	$Q \approx 0.19$	Clasifica al macizo rocoso como de calidad muy pobre
21	Comportamiento observado en corona y hastiales	Presencia de zonas críticas alrededor de la excavación	Indica necesidad de sostenimiento robusto
22	Evidencia fotográfica	Fotografías de corona, hastiales y frente de la labor	Sustenta visualmente la condición geomecánica observada
23	Modelamiento numérico	Distribución del Strength Factor y zona de influencia plástica	Sustenta la condición de estabilidad global del macizo rocoso
24	Observación general	La labor presenta condición geomecánica desfavorable y requiere control permanente	Fundamenta la necesidad de soporte adecuado y seguimiento geomecánico

Nota. Elaboración propia.

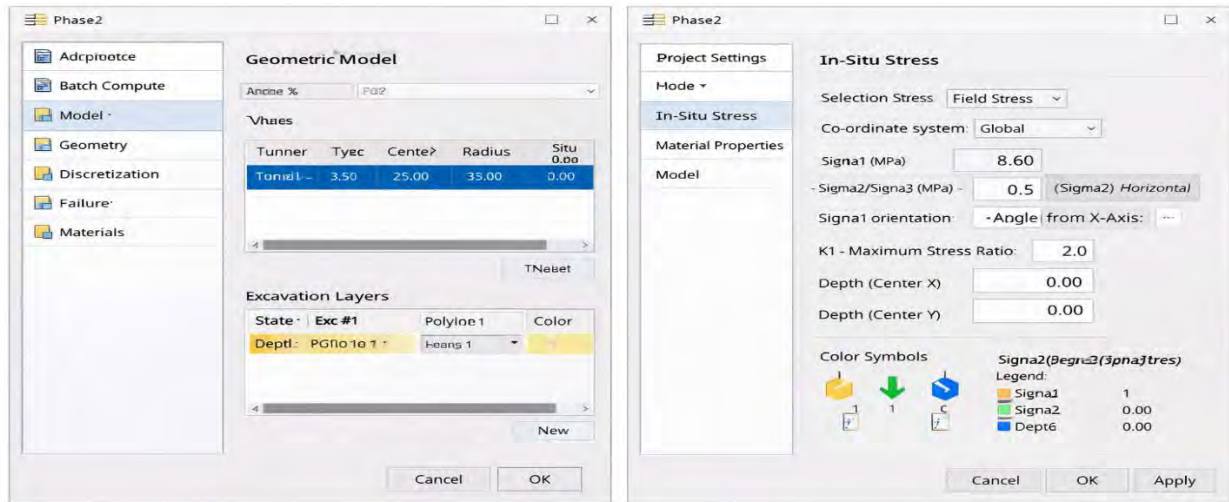
ANEXO 13: INGRESO DE DATOS SOFTWARE (DIPS, PHASE2 Y UNWEDGE)

Parte A. Proyección estructural en el software DIPS



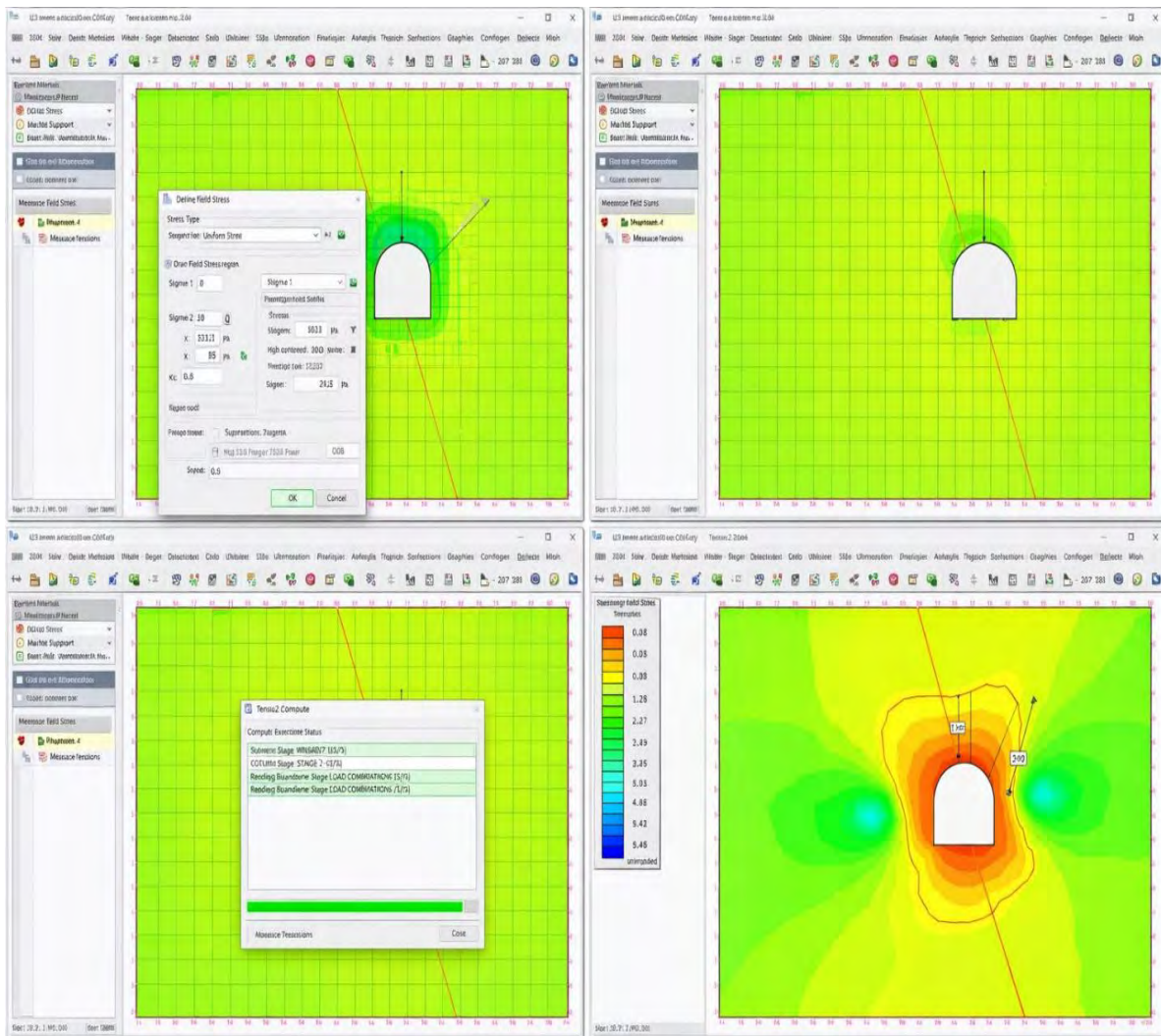
Nota. Nota. Registro y procesamiento digital de los datos de discontinuidades medidos en la galería GL595 SE. Elaboración propia.

Parte B. Parámetros de configuración geométrica y esfuerzos *in-situ* en Phase2



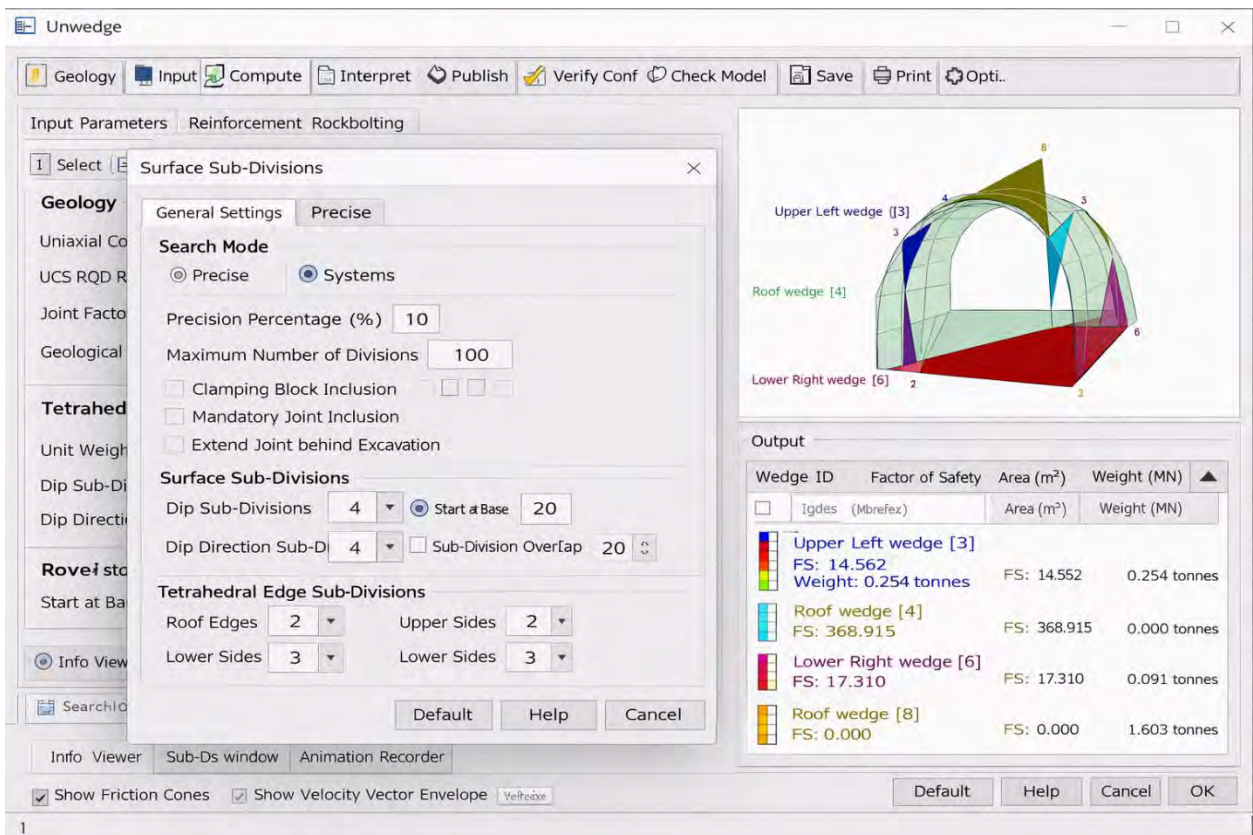
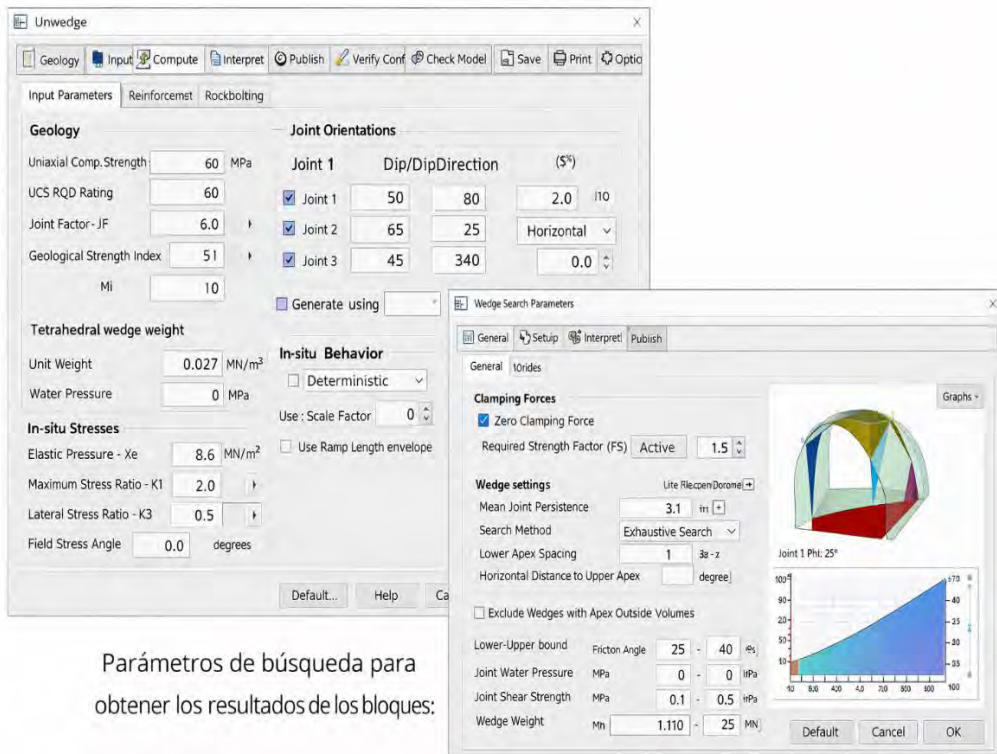
Geometric Model

In-Situ Stress



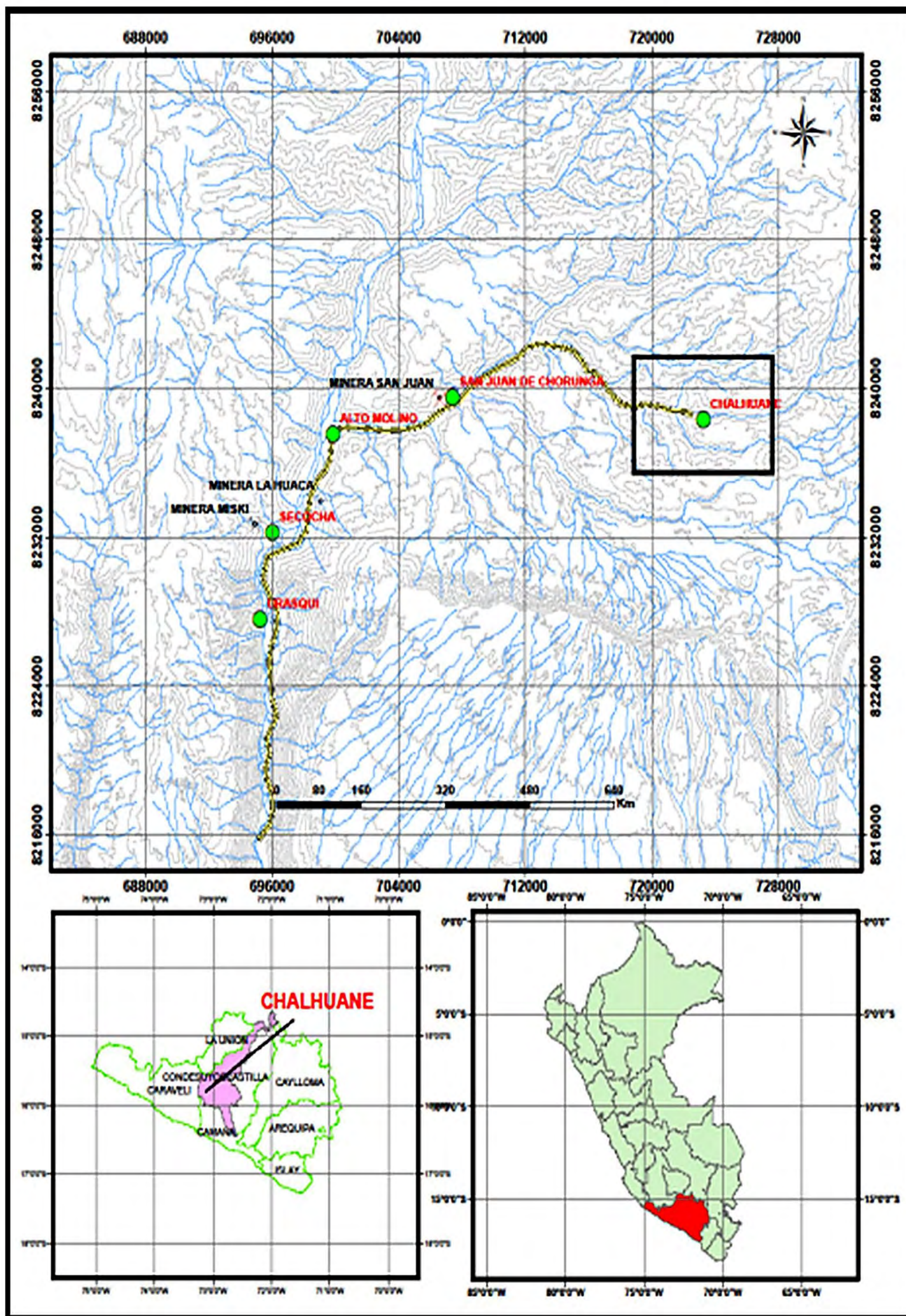
Nota. Registro de los datos de entrada (inputs) y registro del proceso de cálculo y salida gráfica en el software Phase2. Elaboración propia.

Parte C. *Parámetros de entrada y criterios en Unwedge*



Nota. Elaboración propia.

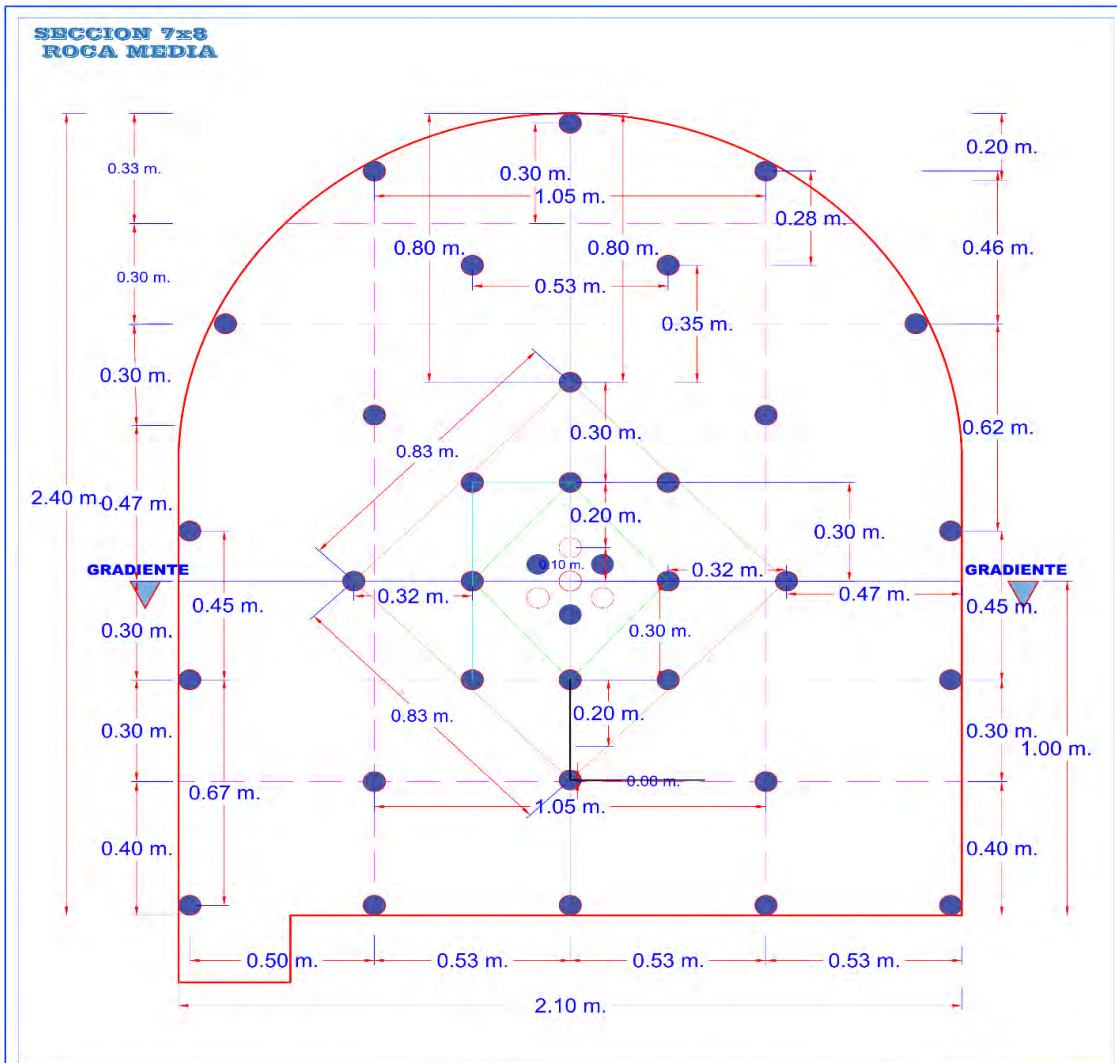
ANEXO 14: PLANO DE UBICACION MINERA CHALHUANE SAC



Nota. Mapa proporcionado por la Minera Chalhuanes S.A.C. (2024).

ANEXO 15: MALLA DE PERFORACION AVANCE FRENTE

Parte A. Malla de perforación sección 2.10 m x 2.40 m roca media

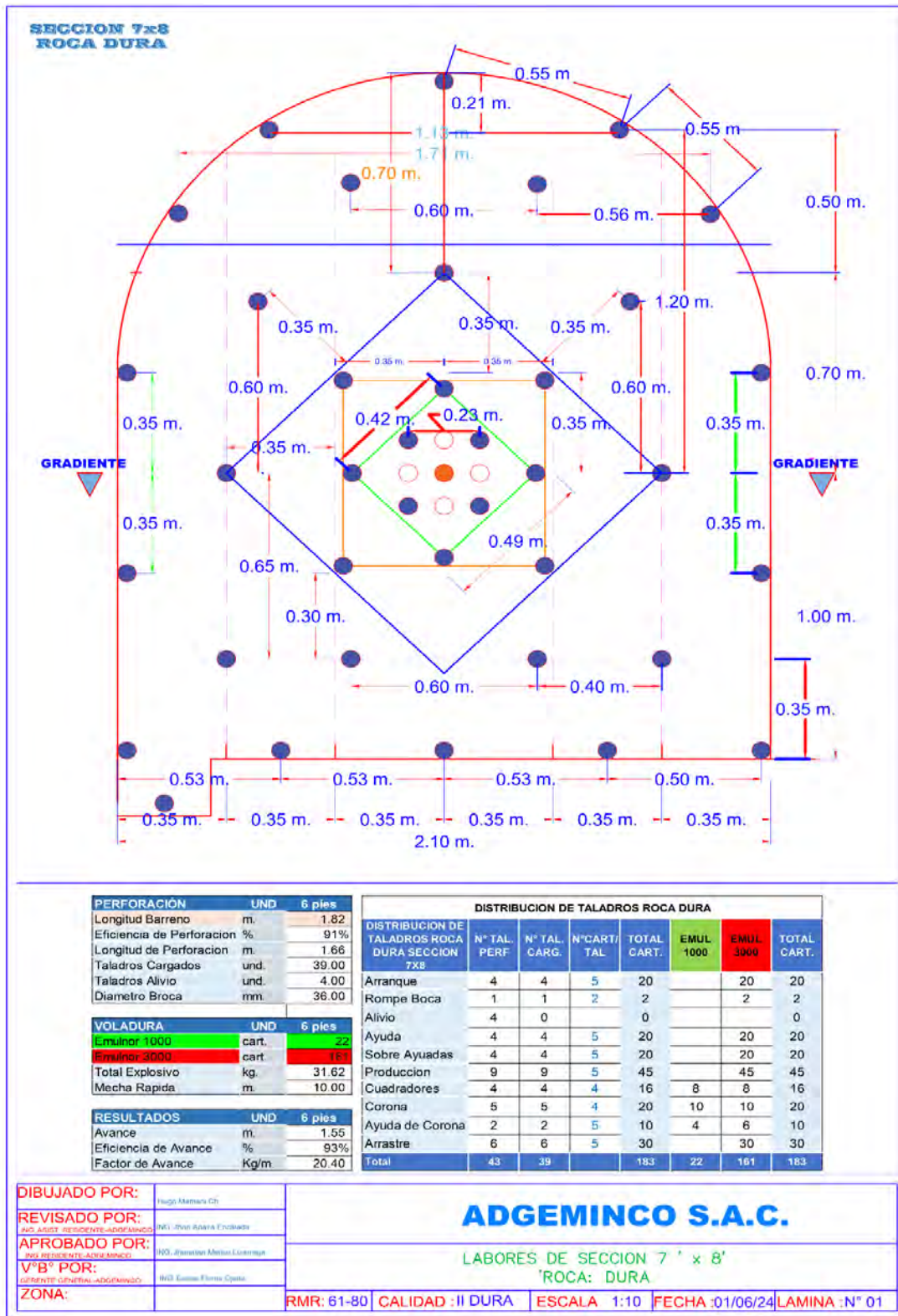


PERFORACIÓN	UND	6 pies	DISTRIBUCION DE TALADROS ROCA MEDIA SECCION 7x8	N° TAL. PERF.	N° TAL. CARG.	N° CART./T AL	TOTAL CART.	EMUL 1000	EMUL 3000	TOTAL CART.
Longitud Barreno	m.	1.82	Arranque	3	3	5	15		15	15
Eficiencia de Perforacion	%	91%	Rompe Boca	0	0	0	0			0
Longitud de Perforacion	m.	1.66	Alivio	4	0	0	0			0
Taladros Cargados	und.	35.00	Ayuda	4	4	5	20		20	20
Taladros Alivio	und.	4.00	Sobre Ayuadas	4	4	5	20	8	12	20
Diametro Broca	mm.	36.00	Produccion	8	8	5	40	16	24	40
VOLADURA	UND	6 pies	Cuadradores	4	4	5	20	8	12	20
Emulnor 1000	cart.	46	Corona	5	5	4	20	10	10	20
Emulnor 3000	cart.	122	Ayuda de Corona	2	2	4	8	4	4	8
Total Explosivo	kg.	28.85	Arrastre	5	5	5	25		25	25
Mecha Rapida	m.	15.00	Total	39	35		168	46	122	168
RESULTADOS	UND	6 pies								
Avance	m.	1.60								
Eficiencia de Avance	%	96%								
Factor de Avance	Kg/m.	18.03								

DIBUJADO POR:	Hugo Mamani Ch.	ADGEMINCO S.A.C. LABORES DE SECCION 7' x 8' 'ROCA: MEDIA
REVISADO POR:	ING. ASIST. RESIDENTE-ADGEMINCO ING. Jhon Apaza Encalada	
APROBADO POR:	ING. RESIDENTE-ADGEMINCO: ING. Jhonatan Mejica Lizarraga	
V°B° POR:	GERENTE GENERAL-ADGEMINCO: ING. Eudes Flores Ojeda	
ZONA:		
		RMR: 41-60 CALIDAD : III MEDIA LAMINA : N° 02

Nota. Proporcionado por el Departamento de Costos y Productividad

Parte B. Malla de perforación sección 2.10 m x 2.40 m roca dura



Nota. Proporcionado por el Departamento de Costos y Productividad