

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y
CIVIL**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA MINAS



**“Modelo geomecánico para garantizar la estabilidad del minado
subterráneo del cuerpo Salvadora, Mina Andaychagua, 2023”**

Tesis para optar el título profesional de:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

Bach. Saul Quispe Diaz

ASESOR:

Msc. Ing. Víctor Félix Flores Moreno

AYACUCHO - PERÚ

2023

RESUMEN

La investigación titulada “MODELO GEOMECANICO PARA GARANTIZAR LA ESTABILIDAD DEL MINADO SUBTERRANEO DEL CUERPO SALVADORA, MINA ANDAYCHAGUA, 2023”, considera las bases teóricas y científicas que respaldan a las variables independiente y dependiente, sus dimensiones e indicadores, los que se estudiaron detenidamente para dar mejor sustento a la tesis. Para el desarrollo de este trabajo de investigación me he basado en el problema que existe en la empresa minera la cual requiere la actualización del estudio geomecánico. Para este propósito la presente investigación llevara a cabo un programa de investigaciones "geológicas-geomecánicas" con la finalidad de evaluar características de las masas rocosas que involucra el área de interés, a través del mapeo geológico-geomecánico en afloramientos de superficie e interior mina, ensayos de campo (estimación de la resistencia a compresión simple, estimación del coeficiente de rugosidad de juntas, estimación de la resistencia a compresión simple en la pared de las discontinuidades) y la realización de muestreos para ensayos de Mecánica de Rocas en Laboratorio, con el fin de establecer el optimo diseño de sostenimiento, garantizando el F.S. para la mina estudiada.

Los resultados de los análisis realizados, existe interacción entre los Niveles 1225 y 1200, a través de la zona plástica de la caja techo. Es decir, la construcción de la galería sill del Nivel 1225 influye en las condiciones de estabilidad de los tajeos ubicados encima de este nivel. Es esta también la razón por la cual no es recomendable las Secuencias 1 y 3 de minado, por la influencia recíproca entre el minado simultáneo debajo y encima del Nivel 1225.

Palabras clave: Clasificación geomecanica, sostenimiento, factor de seguridad

INTRODUCCIÓN

El plan de minado que actualmente tiene contemplado VOLCAN para Mina Andaychagua se puede resumir de la siguiente manera: la secuencia de avance del minado utilizado normalmente comprende la explotación de cortes sucesivos descendentes, después de completar un corte horizontal con la respectiva colocación de las losas, se pasa al siguiente corte inmediato inferior y así sucesivamente de manera descendente; en el plan de minado actual se contempla implementar una nueva secuencia de minado, cuyo objetivo es tener más frentes de producción, esta secuencia consiste en dejar un pilar de mineral y comenzar el minado con un nuevo horizonte, en este caso en el Nivel 1225, y a partir de este horizonte efectuar el minado descendente y en forma simultánea al minado que desciende desde el Nivel 1200 recuperando el pilar de mineral. El plan de minado citado ha comenzado a ser implementado y se están encontrando, con la nueva secuencia de avance del minado mencionado en el párrafo anterior, la ocurrencia de problemas de inestabilidad relacionados con las losas y también con la excavación en roca de mala calidad en el horizonte de inicio del minado descendente, en este caso en el Nivel 1225. La evaluación geomecánica rápida que aquí se presenta tiene como objetivo verificar el citado plan de minado de la Mina Andaychagua, principalmente la nueva secuencia del avance del minado y las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al mismo, a fin de dar las recomendaciones del caso en relación al control de estabilidad de las excavaciones.

La investigación se organizó en cuatro capítulos; en el capítulo I, se presenta el planteamiento y formulación del problema, importancia de la investigación, delimitación y los objetivos de la investigación. En el capítulo II; se presenta el marco teórico de la investigación, El capítulo III, hace referencia a los materiales y métodos, ubicación geográfica donde se realiza la investigación, el procedimiento a seguir, tratamiento y análisis de datos y presentación de

resultados. En el capítulo IV; se realiza el análisis y discusión de resultados,. Finalmente se presentan algunas conclusiones y recomendaciones a las que se ha llegado en el estudio de investigación.

DEDICATORIA

A Dios, conducirme en el camino del bien y permitirme lograr cada uno de mis objetivos .

A mis padres, por ser los héroes de mi vida y la inspiración de todas mis metas, a ustedes por su amor, paciencia y dedicación invertidos en mí, por ser responsables de mi formación y motivar me constantemente a seguir creciendo personalmente y profesionalmente.

AGRADECIMIENTO

A los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil, de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga; por sus enseñanzas y recomendaciones en las aulas universitarias, en mi formación académica y humanística.

Agradezco a mi Asesor de Tesis el Ing. Víctor Felix FLORES MORENO por haberme brindado la oportunidad de recurrir a su capacidad y conocimiento de investigación, así como también haberme tenido la paciencia del mundo para guiarme durante todo el desarrollo de la tesis.

Agradecimiento sincero al Departamento de Geomecánica de la U. M. Andaychagua por el apoyo, que sin ello no habría sido posible realizar este trabajo de investigación.

Finalmente doy agradecimiento a quien lee este apartado y más de mis trabajo de investigación, por permitir a mis experiencias, investigaciones y conocimiento, incurrir dentro de su repositorio de información mental.

Índice general

PORTADA i
ASESOR.....	ii
RESUMEN.....	iii
INTRODUCCIÓN	iv
DEDICATORIA.....	v
AGRADECIMIENTO.....	vi
Índice general	vii
Índice figuras.....	xi
Índice de cuadros o tablas	xiii
Glosario	xv
CAPÍTULO I.....	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	1
1.1. Descripción del problema.....	1
1.1.1. Realidad problemática	1
1.2. Delimitación del problema	2
1.2.1. Espacial (geográfica).	2
1.2.2. Temporal.	3
1.3. Formulación del problema.....	3
1.3.1. Formulación del problema general	3
1.3.2. Formulación del problema específico.....	3
1.4. Justificación e importancia	3
Justificación teórica	3
Justificación práctica	4
Justificación metodológica	4
Importancia.....	4
1.5. Limitaciones de la investigación	4
1.6. Objetivo	5
1.6.1. Objetivos generales.....	5
1.6.2. Objetivos específicos	5
CAPITULO II	6

MARCO TEÓRICO.....	6
2.1. Antecedentes del problema.....	6
2.1.1 Antecedentes de investigación.....	6
2.2. Bases teóricas	12
2.2.1. Geomecánica.....	12
2.2.1.1. Macizo rocoso.	12
2.2.1.2. Caracterización Geomecánica.	13
2.2.1.3. Calidad del Macizo Rcoso.....	13
2.2.2. Sistema de Sostenimiento	16
2.2.2.1. Tipos de sostenimiento.....	17
2.2.2.2. Tiempo de autosostenimiento.....	19
2.2.2.3. Determinación del tipo de sostenimiento de túnel.	20
2.2.2.4. Seguridad del personal en las labores mineras.....	22
2.3. Marco conceptual	26
CAPITULO III	28
METODOLOGÍA	28
3.1. Enfoque.....	29
3.2. Alcance	29
3.3. Diseño de la investigación.....	30
3.4. Población y muestra.....	31
3.5. Hipotesis	32
3.5.1. Hipotesis general.....	32
3.5.2. Hipotesis específica	32
3.6. Operacionalización de variables, definición conceptual y operacional.....	33
3.7. Técnicas e instrumentos.....	34
3.8. Metodos de análisis de datos	35
3.9. Técnicas estadísticas para el procesamiento de la información.	36
3.10. Desarrollo del trabajo de tesis.....	37
3.10.1. Investigación geomecánica	37
3.10.2. Investigación de campo.....	38
3.10.3. Ensayos De Campo.	38
3.10.4. Investigación Geomecánica De Laboratorio.....	39
CAPITULO IV	41

RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....	41
4.1. Generalidades de la mina.....	41
4.1.1. Ubicación.....	41
4.1.2. Accesibilidad.....	42
4.1.3. Clima.....	43
4.2. Geolomorfología.....	43
4.2.1. Geología Regional y estratigrafía.....	43
4.2.2. Geología Local.....	46
4.3. Caracterización Geomecánica.....	49
4.3.1. Aspectos Litológicos.....	51
4.3.2. Características estructurales.....	57
4.4. Clasificación geomecánica de la masa rocosa.....	58
4.5. Zonificación geomecánica de la masa rocosa.....	62
4.6. Resistencia de la roca.....	66
4.6.1. Resistencia de la roca intacta.....	66
4.6.2. Resistencia de las discontinuidades.....	69
4.6.3. Resistencia de la masa rocosa.....	70
4.7. Condiciones de agua subterránea.....	72
4.8. Esfuerzos in-situ.....	72
4.9. Análisis de diseño sobre las condiciones de estabilidad.....	77
4.9.1. Generalidades.....	77
4.9.2. Direcciones preferenciales de avance de las excavaciones.....	77
4.9.3. Aberturas máximas de las excavaciones.....	78
4.9.4. Modelamiento numérico y estabilidad controlada.....	90
4.10. Prueba de hipótesis.....	108
CONCLUSIONES.....	110
RECOMENDACIONES.....	111
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	112
ANEXOS.....	114
Anexo 1: Matriz de consistencia.....	114
Anexo 2: Guía de Observación de la Clasificación Geomecánica RMR89.....	115
Anexo 3: Base de datos mapeo geomecánico de labores subterráneas.....	116
Anexo 4: Base de datos del logueo geotécnico de testigos rocosos.....	119

Anexo 5 Resultados de ensayos de laboratorio de mecánica de rocas	126
Resultados numéricos de los ensayos de mecánica de rocas	126
Resultados de ensayos de propiedades físicas – PF	126
Resultados de ensayos de resistencia a la compresión uniaxial – UCS	127
Resultados de ensayos de resistencia a la compresión triaxial – TX	128
Resultados de ensayo de constante elásticas – CE	128
Resultados de ensayo de constante elásticas confinadas – CEc	128
Resultado de ensayo de resistencia a la tracción indirecta – TI	129
Resultado de ensayo de resistencia al corte directo – CD	129
Resultados de ensayo de resistencia a la carga puntual – PLT	130
Resultados gráficos de ensayos de mecánica de rocas de resistencia a la compresión triaxial – TX	130
Anexo 6 Resultados del análisis de estabilidad estructuralmente controlada	131
Análisis de cuñas en labores alineadas con azimut 242°	131
Análisis de cuñas en labores alineadas con azimut 332°	131
Anexo 7 Resultados de la estimación del sostenimiento	135
Estimación del sostenimiento utilizando Phase2	135
Estimación del sostenimiento utilizando RocSupport	137
Anexo 8 Modelamiento de la secuencia de minado y esquemas	138
Anexo 9: Lamina	148

Índice figuras

Figura 1: <i>Ubicación geográfica</i>	2
Figura 2: <i>Gráfico de relación entre Q, ESR y el sostenimiento recomendado</i>	21
Figura 3: <i>Diagrama de factores de riesgos geomecánicos</i>	23
Figura 4: <i>Categorías de estabilidad, consecuencias y actuaciones según resultados del análisis por ancho escalado.</i>	25
Figura 5: <i>Diagrama de factores de riesgos geomecánicos.</i>	42
Figura 6: <i>Columna estratigráfica asociada a Mina Andaychagua</i>	45
Figura 7: <i>Geología local del área de evaluación</i>	47
Figura 8: <i>Vista en planta del cuerpo Salvadora</i>	47
Figura 9: <i>Geología estructural de mina Andaychagua.</i>	48
Figura 10: <i>Sección longitudinal y transversal de Cuerpo Salvadora.</i>	49
Figura 11: <i>Ubicación del Cuerpo Salvadora y descripción litológica.</i>	51
Figura 12: <i>Plano litológico del Nivel 1200, muestra la zona de estudio.</i>	52
Figura 13: <i>Diagrama estereográfico de contornos del compósito en el Cuerpo Salvadora.</i>	53
Figura 14: <i>Diagrama estereográfico del compósito de planos principales en el Cuerpo Salvadora.</i>	54
Figura 15: <i>Diagrama de rosetas del composito en el Cuerpo Salvadora.</i>	54
Figura 16: <i>Histogramas de características estructurales – roca metavolcánico.</i>	56
Figura 17: <i>Histogramas de características estructurales – roca mineral.</i>	56
Figura 18: <i>Histogramas de características estructurales – roca filita.</i>	56
Figura 19: <i>Distribución de sondajes realizados en el cuerpo Salvadora.</i>	60
Figura 20: <i>Contorno del Cuerpo Salvadora y ubicación de las trazas de secciones transversales.</i>	60
Figura 21: <i>Secciones transversales mostrando los sondajes con calidad de masa rocosa.</i>	61
Figura 22: <i>Resultados de la zonificación geomacánica en secciones transversales.</i>	64
Figura 23: <i>Resultados de la zonificación geomacánica en planta de las cotas 3625 y 3600.</i>	66
Figura 24: <i>Variación de esfuerzos horizontales (mayores y menores), en distintos proyectos a profundidades que varían entre 0 y 3000 m en promedio.</i>	74
Figura 25: <i>Representación estereográfica de los resultados de medición de esfuerzos in-situ.</i>	76
Figura 26: <i>Dirección preferencial de avance de excavación.</i>	78
Figura 27: <i>Gráfico de Estabilidad para excavaciones del tipo ingreso del personal (Según Lang et.al., 1991).</i>	81
Figura 28: <i>Gráfico de Estabilidad. Según Potvin (1988), modificado por Nickson (1992).</i>	83
Figura 29: <i>Guía para el sostenimiento de excavaciones permanentes (Grimstad y Barton, 1993).</i>	86
Figura 30: <i>Diseño de explotación Salvadora mediante SLS modalidad Tajeos primarios secundarios. (a) Vista transversal (b) Vista longitudinal (c) Vista en planta.</i>	92
Figura 31: <i>Modelo numérico del método SLS con Tajeos primario y secundarios en el cuerpo Salvadora. (a) Vista de la simulación del primer tramo explotado. (b) Segundo tramo explotado y relleno del primer tramo explotado. (c) Tercer tramo explotado y relleno de l.</i>	94

Figura 32: <i>Condición de estabilidad en el minado de Tajeos primarios entre el minado previo de dos Tajeos primarios. Ambos hastiales se encuentran inestables debido a la presencia de los Tajeos ya explotados.</i>	95
Figura 33: <i>Evolución de la explotación de Tajeos primarios a una longitud de 10 m de explotación. En la figura superior se muestra la distribución de ratios de resistencia-esfuerzo SSR, en la figura inferior se muestra la distribución de deformaciones por corte o</i>	95
Figura 34: <i>Superficie de falla aproximada en el hastial de los Tajeos primarios con una longitud de 10 m y 5 m de explotación. Valores de deformación por corte de 0.005 que representan valores de 2 veces la deformación crítica del macizo rocoso presente en las exc</i>	97
Figura 35: <i>Deformaciones de la pared lateral del tajeo primario para longitudes de 10 m y 5 m de longitud</i>	98
Figura 36: <i>Esquema de sostenimiento de la pared lateral del tajeo con 5 m de longitud de explotación.</i>	99
Figura 37: <i>Estabilidad de las coronas de los subniveles y de las coronas de los Tajeos en el modelo. Se muestran leves perturbaciones con 2 m de profundidad que puede ser sostenido de forma adecuada con pernos de roca de 7 pies y si el caso amerita una capa de ch</i>	100
Figura 38: <i>Plastificación en el modelo numérico durante la preparación de los subniveles secundarios. La figura muestra un proceso de plastificación por eventos de cizalla. Este comportamiento genera condiciones desfavorables para el minado de Tajeos secundarios</i>	101
Figura 39: <i>Método de explotación de los Tajeos secundarios en los niveles de manera conjunta. (a) preparación de los niveles de explotación secundaria. (b) Perspectiva de la explotación de los niveles de explotación (c) Vista longitudinal de la explotación secund</i>	102
Figura 40: <i>Distribución de factores de resistencia esfuerzo (SSR) con relleno cementado de 6 MPa. Dicha distribución queda por encima de 2 para 30 m de longitud expuesta durante el minado secundario.</i>	103
Figura 41: <i>Distribución de factores de resistencia esfuerzo (SSR) con relleno cementado de 6 MPa. Dicha distribución resulta iguales a la unidad de manera focalizada, sin embargo, en mayor proporción se verifica factores por encima de 1.5 en la estructura del re</i>	104
Figura 42: <i>Esquema de explotación del cuerpo Salvadora mediante el método SARC. Se muestra la secuencia de explotación y el posterior relleno de los Tajeos.</i>	105
Figura 43: <i>Estabilidad de las cámaras ejecutadas antes del minado del banco. La perturbación del mismo es parcial, no se encuentra en todo el ancho del banco, pero debe ser sostenido con cablebolting de forma preventiva</i>	106
Figura 44: <i>Estabilidad de las coronas de los Tajeos ya explotados con 10 m de longitud. Distribuciones de ratios SSR cercanos a la unidad se extienden aproximadamente 2 m, lo cual indica sostenimiento con pernos de roca de 7' a 8' pies y una capa de shotcrete de</i>	107
Figura 45: <i>Estabilidad de las paredes de las exxavaciones de explotación. Las paredes laterales muestran distribuciones de SSR por encima de la unidad. Concentraciones de ratios cercanos a la unidad se encuentran en los pilares que delimitan las labores de prepar</i>	108

Índice de cuadros o tablas

Tabla 1: Clasificación geomecánica RQD	14
Tabla 2: Clasificación geomecánica RQD	15
Tabla 3: Calidad del macizo rocoso según clasificación Q de Barton	16
Tabla 4: Valores del índice ESR	20
Tabla 5: Tipo de sistema de sostenimiento según índice Q de Barton.....	22
Tabla 6: Tipo de sistema de sostenimiento según índice Q RQD.....	22
Tabla 7: Método empírico para determinar el nivel de riesgo de cada factor técnico	24
Tabla 8: Matriz de operacionalización	33
Tabla 9: Sistemas de discontinuidades estructurales mayores	54
Tabla 10: Criterio para la clasificación de la masa rocosa.....	54
Tabla 11: Calidad de la masa rocosa por tipo de roca.....	59
Tabla 12: Resumen de la zonificación geomecánica	63
Tabla 13: Resultados de ensayos de Compresión uniaxial	67
Tabla 14: Resultados de ensayos de carga puntual	67
Tabla 15: Resultados de ensayos de constantes elásticas.....	68
Tabla 16: Resultados de ensayos de compresión triaxial.....	68
Tabla 17: Resultados de ensayos de tracción indirectas.	69
Tabla 18: Resultados de ensayos de propiedades físicas de la roca intacta.	69
Tabla 19: Resultados de ensayos de corte directo.....	69
Tabla 20: Parámetros de resistencia de la masa rocosa.....	75
Tabla 21: Resultados de mediciones de esfuerzos in-situ	75
Tabla 22: Ubicación de los sitios de medición de esfuerzos in-situ.	108
Tabla 23: Resultados de mediciones de esfuerzos in-situ.....	108
Tabla 24: Aberturas máximas de las excavaciones permanentes.....	109

Tabla 25: Aberturas máximas de las excavaciones temporales	109
Tabla 26: Dimensiones máximas de longitud de Tajeos abiertos	109
Tabla 27: Sostenimiento para labores de avance permanentes	109
Tabla 28: Sostenimiento para labores de avance temporales.....	109
Tabla 29: Resumen de la estimación del sostenimiento con cablebolting	109
Tabla 30: Resumen de estimación del sostenimiento utilizando Phase2	109
Tabla 31: Resumen de estimación del sostenimiento utilizando RocSupport	109
Tabla 32: Prueba de normalidad	109
Tabla 33: Prueba T para comparar una muestra a un valor.....	109

Glosario

RMR : Rock Mass Rating

GSI : Índice de Resistencia Geológica

RQD : Índice de calidad de roca

ISRM : Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas

Is : Índice de Carga Puntual

Osinergmin : Organismo supervisor de la inversión en energía y minería

DIP : Buzamiento

DIP DIRECTION : Dirección del Buzamiento

FS : Factor de seguridad

NV : Nivel de excavación

DS : Decreto Supremo EM : Energía y Minas

Nº : Número

Mpa : Mega Pascal

WGS-84 : Sistema Geodésico Mundial 1984.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción del problema

1.1.1. Realidad problemática

El proceso de extracción de minerales en minería subterránea está basado en un ciclo de minado; el cual consta de ventilación, desatado de rocas, acarreo y transporte, sostenimiento, perforación y voladura, en este caso particular nos dirigimos al yacimiento Andaychagua Volcan, desde sus inicios viene aplicándose el método de explotación de: Corte y Relleno Ascendente; Corte y Relleno Descendente; Sub Level Stopping y Sub Niveles Ascendentes con Relleno Cementado mecanizado, debido que el yacimiento tiene sus potencias de media a baja y con buzamiento subhorizontal, por lo que es necesario determinar el tipo de sostenimiento a utilizarse para así evitar accidentes que puedan dañar la integridad de los trabajadores, método y equipos.

Es así, que en la explotación minera subterránea, un factor muy importante y necesario para poder trabajar con el macizo rocoso es conocer su formación, sus propiedades, y características que ayudaran a conocer su comportamiento con el cual se puede determinar qué acciones tomar para realizar trabajos eficientemente seguros.

1.2.2. Temporal.

Los datos que serán considerados para la realización del trabajo de investigación propuesto serán enmarcados dentro del periodo 2023 considerando únicamente la temática de trabajo asociadas con el diseño de sostenimiento y de esta manera garantizar la estabilidad de la masa rocosa de la mina Andaychagua.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Formulación del problema general

¿Como influye el modelo geomecanico para garantizar la estabilidad del minado subterráneo del cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023?

1.3.2. Formulación del problema específico

- ❖ ¿Cuál es la influencia de las propiedades de resistencia del maciso rocoso en el tipo de sostenimiento del cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023?
- ❖ ¿Cómo el modelo geomecanico influye en la determinación del tipo de sostenimiento en el cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023?
- ❖ ¿Cuál es la influencia del tipo de sostenimiento para establecer la estabilidad estructuralmente controlada en el cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023?

1.4. Justificación e importancia

Justificación teórica

Esta investigación se realiza con el propósito de aportar al conocimiento existente sobre las evaluaciones geomecánicas del macizo rocoso y la influencia que estas tienen frente a un diseño de sostenimiento adecuado para garantizar la estabilidad de los cuerpos rocosos

circundantes a la zona mineralizada de cualquier labor minera con lo cual se busca la prevención de accidentes, cuyos resultados contribuirán a la minería y sociedad en general.

Justificación práctica

El hecho de realizar un análisis eficiente con apoyo de las herramientas de ingeniería de rocas y los parámetros de Seguridad nos permitirá garantizar el bienestar de los trabajadores, practicando cultura de prevención que posibilite disminución de riesgos que pueden ser fatales si no se trabaja con un esquema de autogestión definido.

Justificación metodológica

Mediante una pesquisa de los métodos científicos la presente investigación cumple con los esquemas que en adelante permitirán ser demostradas y que podrán ser utilizadas en otras tesis y que el aporte será significativo.

En este estudio geomecánico se hará uso de diversas tecnologías que hay hasta la fecha, que ayudan a tener resultados con menos factor de error en los cálculos.

Importancia

Mediante la geomecánica se puede verificar el tipo de deformación que se dará en el terreno al hacer las excavaciones, y esto sirve para evitar daños asegurando el bienestar de los trabajadores.

1.5. Limitaciones de la investigación

Esta investigación se limita a establecer los efectos asociadas con el diseño de sostenimiento en labores mineras en la Mina Andaychagua.

1.6. Objetivo

1.6.1. Objetivos generales

Determinar cómo influye el modelo geomecánico para garantizar la estabilidad del minado subterráneo del cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023.

1.6.2. Objetivos específicos

- ❖ Establecer la influencia de las propiedades de resistencia del macizo rocoso en el tipo de sostenimiento del cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023.
- ❖ Determinar cómo el modelo geomecánico influye en la determinación del tipo de sostenimiento en el cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023.
- ❖ Establecer cuál es la influencia del tipo de sostenimiento para establecer la estabilidad estructuralmente controlada en el cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del problema

2.1.1 Antecedentes de investigación

Pantaleón & Carbajal, (2017) en su tesis “**Evaluación geomecánica para el dimensionamiento, secuencia de minado y relleno de tajeos de una mina subterránea**”. El proposito de la investigacin se centra en el dimensionamiento de los tajeos, secuencia de minado, optimización del relleno y recuperación del pilar puente. La evaluación realizada tiene la finalidad de asegurar la estabilidad y controlar la dilución, brindar la alternativa óptima de minado que asegure la máxima recuperación de los tajeos y pilares. Para llevar a cabo dicha evaluación, ha sido necesario ejecutar una serie de investigaciones geotécnicas correspondiente al reconocimiento geológico y estructural, mapeo geomecánico, logueo geomecánico y ensayos de laboratorio, que permitieron caracterizar el macizo rocoso y establecer un modelo geomecánico; asimismo, se

evaluaron y determinaron las condiciones de esfuerzos in-situ. Como resultados principales, se realizó el dimensionamiento óptimo de tajeos y el diseño de sostenimiento con cable bolting. Para ello, se recurrió a los métodos empíricos, tales como la gráfica de estabilidad modificada, que analiza la estabilidad del tajeo por medio del equivalente lineal de sobrerotura de las paredes laterales de paredes (ELOS). Asimismo, se realizó el diseño de cable bolting mediante el análisis cinemático y método de la cuña máxima para el techo o corona de los tajeos, y el análisis empírico para la caja techo de los tajeos. Asimismo, se diseñó una secuencia de minado del tipo secuencial, ascendente, piramidal y en retirada, la cual permite asegurar la estabilidad global y mejorar la redistribución de esfuerzos. En cuanto al modelamiento numérico, se consideraron las nuevas dimensiones obtenidas a partir de la optimización de los tajeos y la secuencia de minado propuesta; así como, la evaluación de la recuperación del pilar puente. Para desarrollar el modelamiento numérico, se utilizó el software especializado Map3D, el cual utiliza método de elementos de borde y permite analizar esfuerzos, deformaciones y factores de seguridad en excavaciones mineras. Además, se plantea un diseño conceptual para la recuperación del pilar puente, dicha evaluación incluyó el modelamiento numérico y secuencia de extracción de los bloques del nivel inferior a dicho pilar. Una parte importante del proceso de estabilización es el relleno, el cual permite la recuperación de los tajos secundarios, por tal motivo se realizó el análisis del relleno en pasta, su comportamiento a través del tiempo y requerimiento de resistencia del mismo. Para ello, se plantean una serie de recomendaciones y planes de ensayos de resistencia para determinar la dosificación óptima que cumpla con los requerimientos necesarios establecidos por la presente tesis.

Zorrilla, (2015) en su tesis titulada **“La seguridad en el sostenimiento con criterios geomecánicos en la excavación subterránea de la central hidroeléctrica Cerro del Águila”**. El objetivo de la investigación es definir estándares de seguridad para el sostenimiento, sustentados

en la aplicación de criterios geomecánicos. Concluyó en que la ingeniería de minas moderna ha adoptado a la geomecánica como una herramienta tecnológica indispensable para lograr las mejores condiciones de seguridad y eficiencia en las operaciones de excavación de túneles y cavernas y otros trabajos subterráneos. Las actividades geomecánicas que se realizan en los frentes subterráneos, requieren ser conducidas en un medio ambiente organizacional que permita la integración de conceptos, información y actividad analítica de parte del personal involucrado con los trabajos ejecutados en la Central Hidroeléctrica Cerro del Águila. La utilización de mapeos geomecánicos durante el proceso de excavación subterránea, permite realizar un monitoreo preciso y oportuno de la construcción, mejora el tratamiento sistemático y técnico de los problemas asociados a la misma y permite a su vez desarrollar un criterio preventivo al garantizar la estabilidad del área en proceso y el involucramiento de todos los trabajadores participantes en la actividad al incorporar a su cultura de seguridad herramientas técnicas concretas.

Loarte, (2018) en su tesis **“Geomecánica para el diseño del sostenimiento de las labores mineras en la corporación minera toma la mano –Cormitoma S.A. –año 2018”** cuyo objetivo fue la aplicación de la geomecánica en el diseño del sostenimiento de labores mineras en la Corporación Minera Toma La Mano – CORMITOMA S.A., realizando una evaluación geomecánica de la masa rocosa, con la finalidad de garantizar la estabilidad de las labores mineras. Para cumplir con el objetivo mencionado, fue necesario realizar trabajos de campo, laboratorio y gabinete. En una primera etapa del estudio estará orientado a la ejecución de investigaciones básicas, con el fin de obtener la información necesaria, que permitirá evaluar los factores principales del control de la estabilidad, y estimar los parámetros geomecánicos básicos. En una segunda etapa, se integrará la información obtenida durante las investigaciones básicas, con el fin de evaluar las condiciones de estabilidad de las excavaciones subterráneas, para finalmente dar las recomendaciones para garantizar la estabilidad de las labores mineras subterráneas. Utilizando toda

la información geológica y geomecánica desarrollada durante las investigaciones básicas y utilizando herramientas de cálculo de la mecánica de rocas, se ha llevado a cabo un número de análisis, mediante los cuales se han determinara los elementos o sistemas de sostenimiento en caso se requiera en las labores mineras subterráneas.

Belizario & Condori, (2021) en su tesis **“Aplicación del método gráfico de estabilidad demathews en vetas angostas para determinarla dimensión geométrica óptima del tajeo n°1 y controlar su inestabilidad en la U.M. Debra Luz”** su objetivo fue demostrar que la minería es considerada un trabajo de alto riesgo debido a la exposición a diferentes peligros, alineado al trabajo de investigación se menciona la inestabilidad de los tajeos que está estrictamente relacionado a los daños que pueden ocasionar a los colaboradores y como señala el MINEM, entre el 2015 y 2020, del total de accidentes ocurridos en la minería, el 28.7 % corresponden a accidentes relacionados a desprendimiento de rocas, deslizamiento de bloques y derrumbes totales. Esto evidencia la necesidad de realizar evaluaciones geomecánicas en todos los niveles de la minería para ejecutar trabajos seguros y mantener la continuidad operativa. Por consiguiente, el presente trabajo de investigación se enfoca en determinar la dimensión geométrica óptima del tajeo N°1 de la Unidad Minera Debra Luz, de modo que la evaluación de cada superficie del tajeo sea estable y de esa manera señalar que el tajeo en general es seguro para la operación. El escenario de la investigación es en vetas angostas, característica que eleva el nivel de importancia del aporte puesto que la técnica a usar se ha implementado generalmente en métodos de explotación de grandes dimensiones. La técnica a usar será el Método Gráfico de Estabilidad de Mathews que permite evaluar mediante dos parámetros de ingreso, Número de estabilidad (N') y Radio Hidráulico (RH), si el diseño propuesto se encuentra en una zona estable o no. El N' es un factor asociado al macizo rocoso, valor constante, y el RH es una variable relacionada con las dimensiones del tajeo. Además, en el desarrollo de la investigación interviene el uso del Modelo

Numérico de Elementos Finitos para determinar el esfuerzo de compresión inducida máxima y el factor de seguridad asociado al tajeo N°1 que indica si la labor es estable o no. El valor del ensayo de compresión uniaxial de la roca intacta de la caja techo de la galería SE es 150.3 MPa. Según Gonzales de Vallejo et al. (2002), este valor se encuentra en el rango considerado roca muy dura. La constante “k” para el caso de estudio se obtuvo igual a 1.55 que significa que la mayor ocurrencia de falla en el tajeo podría ser a los esfuerzos horizontales. La dimensión óptima que mantiene estable el tajeo es de 1.25 x 25 x 30 m, donde cada superficie del tajeo fue evaluada mediante el gráfico de estabilidad. Se obtuvo valores de factores de seguridad mayores a 1.3 mediante el modelo numérico, siendo estable.

Acosta & Barón, (2019) en su tesis **“Análisis geomecánico para la estabilidad en las labores de desarrollo y producción de la mina Santa Clotilde 7-Chongoyape-Lambayeque”** El presente trabajo tiene como propósito realizar un análisis geomecánico para la estabilidad en las labores de desarrollo y producción de la mina santa Clotilde7-Chongoyape-Lambayeque. La investigación surgió de la observación de un problema vinculado con la estabilidad de las rocas en las labores en donde se hace el estudio, para dicha investigación se buscó trabajar con una muestra que son las labores de desarrollo y producción, utilizando como tipo y diseño de investigación, siendo cuantitativa con el diseño no experimental descriptivo transversal. Asimismo, para el recojo de información se utilizaron métodos como es; método de análisis documental y método sistémico siendo las técnicas observación y análisis documental, junto a instrumentos empleados como guía de observación, a las implicadas muestras que se hace el estudio, además, se utilizó el programa Google. Toda esta metodología le da a este informe de investigación el respaldo, sustento y seriedad respectiva. Finalmente, se obtuvo como resultados que en la labor de desarrollo su RQD de 80, con RMR 55 una valorización de 60-41, clase de roca III roca regular, teniendo un Q de Barton de 2.66 y GSI 60, en la labor de producción su

RQD 75, con RMR 53 una valorización de 60-41, clase de roca III roca regular, teniendo un Q de Barton de 1.25 y GSI de 55 todos estos resultados se presentan por medio de cálculos, análisis de laboratorio y tablas geomecánicas, cada una con sus respectivos análisis que contribuyeron a comprobar la hipótesis: el análisis geomecánico permitirá determinar la estabilidad en las labores de desarrollo y producción de la mina Santa Clotilde 7 –Chongoyape-Lambayeque, todo este trabajo permitió concluir que el análisis geomecánico, permitió determinar, el grado de estabilidad de las labores, determinando, que las labores son inestables para los diferentes tipos de trabajos que se puedan realizar.

Cotrado & Amado, (2021) en su tesis **“Caracterización geomecánica del macizo rocoso para el diseño de un sostenimiento adecuado en mina Chaparra, Caravelí, Arequipa – 2021”** propusieron como objetivo definir por el método de Q Barton, cuál será el diseño de sostenimiento más adecuado, de acuerdo al dominio geomecánico en mina Chaparra - Caravelí, Arequipa – 2021. La metodología fue de nivel explicativa, diseño no experimental transeccional y bajo enfoque cuantitativo, se aplicó a muestras no probabilísticas representadas por once tramos o progresivas a lo largo de la profundidad o excavación de la mina en sondeos de afloraciones rocosas. Se aplicaron como técnicas y métodos para la recolección de información, la observación directa, utilización de la picota y el método Q de Barton. Con ello, se determinó la calidad del macizo rocoso, se evaluó el nivel de riesgo geomecánico que incide en la seguridad del personal, se definió el diseño de sostenimiento más adecuado y, por último, se realizó una evaluación técnica y económica de la propuesta determinada. Los resultados mostraron a lo largo del dominio de la mina, un 50% de roca con calidad buena, un 20% con calidad muy buena, un 20% con calidad muy baja y un 10% con calidad regular, resultando en promedio una calidad buena para un Q de 29. Se encontró un 29% de riesgo muy alto (por el tipo de desate de roca y método de explotación), 29% de riesgo bajo, 14% de riesgo alto (tipo de voladura de la excavación), 14% riesgo muy bajo y un

14% de representación de riesgo medio atribuido (tipo de perforación y sostenimiento de mina). Por otro lado, se determinó un sistema de sostenimiento de empernado puntual para dominios con calidad muy mala, para v calidad regular sistema de empernado sistemático con espaciado 1.5 - 2 m más shotcrete proyectado con espesor de 5 - 6 cm con fibra, B + Sfr.; en tanto para dominio con calidad buena, en su mayoría, corresponde empernado sistemático con espaciado entre 2 - 3 m más shotcrete proyectado con espesor de 5 - 6 cm con fibra, B + Sfr. Por último, para dominio con calidad muy buena, resultó sostenimiento puntual con espaciado entre 3 – 3.8 m, SB. Finalmente, se presenta un diseño de sostenimiento activo, constituido por pernos de anclaje por adhesión del tipo helicoidal, cuyo costo de implementación corresponde S/ 3,125.97 por metro lineal (mL).

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Geomecánica

El análisis geomecánico cubren los aspectos necesarios para la investigación y recopilación de datos in situ y laboratorio, permitiendo posteriormente clasificar al macizo rocoso, lo que sumado a las estructuras geológicas principales y al estado de esfuerzos previo al minado, permitirán establecer un modelo geomecánico (OSINERGMIN, 2017).

2.2.1.1. Macizo rocoso.

Define la forma de las rocas en su entorno natural; lo hace definiendo la roca y la estructura, que mostrarán patrones de estratificación, fallas, uniones, curvas y otras características estructurales. Así, el macizo rocoso es discontinuo y por tanto presentan heterogeneidad y/o anisotropía (Ramírez et al., 2013). Según la revista de seguridad minera, el macizo rocoso se muestra como un conglomerado soldado de bloques irregulares divididos geológicamente mediante

discontinuidades como fracturas o fallas, lo que complica su clasificación porque deberá tener en cuenta las discontinuidades y propiedades de la matriz rocosa.

2.2.1.2. Caracterización Geomecánica.

La caracterización de un suelo rocoso requiere una comprensión de los parámetros fundamentales de la roca, las discontinuidades y la estructura, que incluye información sobre la cantidad de familias de discontinuidades existentes, el espacio medio de los planos de discontinuidad y las características geomecánicas fundamentales de las discontinuidades. Además, es esencial determinar el estado de la tensión en el lugar y, si es necesario, los cambios causados por las excavaciones (Ramírez et al., 2013). De esta manera, la caracterización geomecánica contempla el análisis detallado de los resultados provenientes de laboratorio y de campo in situ de afloramientos del macizo rocoso, los cuales se procesan estadísticamente de forma sencilla a fin de establecer modelos constitutivos apropiados al tipo de roca, que incluyen el conocimiento de sus parámetros resistentes y de deformación. Como se describe a continuación, la caracterización se realiza utilizando métodos de clasificación que combinan los parámetros de la matriz rocosa en un valor único representando así la calidad general de la roca (Belandria & Bongiorno, 2016).

2.2.1.3. Calidad del Macizo Rocos.

Es un parámetro que permite la clasificación a gran escala basado en las propiedades de la roca. Los sistemas de clasificación geomecánica intentan cuantificar los parámetros de resistencia asignando un solo valor; útil para identificación del dominio geomecánico al interior mina (OSINERGMIN, 2017). Las clasificaciones Bieniawski RMR (Rock Mass Rating), Barton, Lien y Lunde (Q), y Hoek - Brown son actualmente las más utilizadas para identificar el estado del macizo rocoso (GSI). Las dos primeras hacen uso del parámetro RQD (Designation of Rock Quality), utilizado como base para la clasificación de Deere. Los siguientes son los métodos más utilizados.

- El índice de la calidad de roca RQD cuantifica el grado de fracturamiento del macizo, de las rocas de prueba de diámetro superior a 10 cm, determinado por el muestreo in situ (ecuación 1) o por la cantidad de uniones por metro cúbico (J_v) observadas durante una erupción (ecuación 2). Utilizando la definición de 1964 de Deere de RQD, se plantea la clasificación sencilla de la calidad de la roca en cinco clases en la Tabla 1 (Belandria & Bongiorno, 2016).

$$RQD = \frac{\sum \text{Trozos mayores a 10 cm}}{\text{Longitud de perforación}} \dots (\text{ecuacion 1})$$

$$RDQ = 115 - 3.3J_v \dots (\text{ecuacion 2})$$

Tabla 1: Clasificación geomecánica RQD

<i>Índice de calidad RQD (%)</i>	<i>Calidad</i>
0 – 25	Muy mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 - 100	Excelente

Fuente: (Belandria & Bongiorno, 2016)

- La clasificación RMR de Bieniawski, desarrollada en 1989, es un sistema de clasificación que correlaciona el grado de calidad del macizo rocoso con los criterios de diseño y mantenimiento de los túneles. El parámetro RMR indica la calidad de la capa de roca en cada dominio estructural en una escala de 0 a 100 sumando la calificación de los siguientes parámetros: la resistencia de la roca intacta a partir de la valoración de la resistencia a la compresión simple (UCS) o a las pruebas de carga puntual, el RQD, mediante el espaciamiento de discontinuidades, condiciones de discontinuidades y presencia de agua subterránea de acuerdo con el sistema RMR (Belandria & Bongiorno, 2016). ,que se detalla en la tabla 2.

Tabla 2: Clasificación geomecánica RQD

Clase	Calidad	Valoración RMR	Cohesión	Angulo de rozamiento
I	Muy bueno	100 – 81	4 kg/cm ²	> 45°
II	Bueno	80 – 61	3 – 4 kg/cm ²	35° - 45°
III	Medio	60 – 41	2 – 3 kg/cm ²	25° - 35°
IV	Malo	40 – 21	1 – 2 kg/cm ²	15 – 25°
V	Muy Malo	< 20	< 1 kg/cm ²	< 15°

Fuente: (Belandria & Bongiorno, 2016)

Desde su publicación, estos sistemas RMR y Q se han aplicado a una variedad de proyectos con patologías variadas como el tamaño de excavación, la calidad de roca, la profundidad, entre otros, y sus autores resguardan su validez y generalidad en una serie de artículos. Numerosos autores han propuesto correlaciones entre los índices Q y RMR basándose en las siguientes ecuaciones (Belandria & Bongiorno, 2016):

$$RMR = 13.5 \log(Q) + 43 \dots (\text{ecuación 3})$$

$$RMR = 12.5 \log(Q) + 55.2 \dots (\text{ecuación 4})$$

- La clasificación Q de Barton fue desarrollada por Barton, Lien y Lunde en 1974 como resultado de su estudio de múltiples túneles. Es un sistema que clasifica el macizo rocoso (tabla 3) permitiendo la estimación de los parámetros geotécnicos y el diseño de refugios para túneles y cuevas subterráneas a través del análisis de seis parámetros según la ecuación 5 (Belandria & Bongiorno, 2016).

Tabla 3: Calidad del macizo rocoso según clasificación Q de Barton

<i>Tipo de roca</i>	<i>Valor de Q</i>
Excepcionalmente mala	0.001 – 0.01
Extremadamente mala	0.01 – 0.1
Muy mala	0.1 – 1
Mala	1 – 4
Media	4 – 10
Buena	10 – 40
Muy buena	40 – 100
Extremadamente buena	100 – 400
Excepcionalmente buena	400 – 1000

Fuente: (Belandria &Bongiorno, 2016)

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_a}{J_n} * \frac{J_w}{SRF} \dots (\text{ecuacion 5})$$

Donde:

J_n : Numero de familias de diaclasas.

J_r : Rugosidad de las superficies de discontinuidades.

J_a : Alteracion de las diaclasas.

J_v : Coeficiente reductor de presencia de agua.

SRF : Factor de reduccion de esfuerzo.

El principal cociente denota la dimensión de bloques, el segundo denota su resistencia al corte y el tercero denota el estado tensional del macizo rocoso.

2.2.2. Sistema de Sostenimiento

El apoyo subterráneo tiene por objetivo garantizar el control y conservar la estabilidad de excavaciones para garantizar las condiciones de trabajo seguras y el acceso al trabajo subterráneo. Considere lo siguiente a la hora de diseñarlo: Propiedades de la masa rocosa, dirección de la excavación respecto a las características estructurales, efecto de esfuerzos naturales e inducidos,

dimensiones y forma de excavación, deformación de la corteza de la roca y los elementos de sostenibilidad contribuyen a la vida útil esperada de la excavación. La colocación tardía del apoyo en una sección determinada promueve la relajación y la descompresión del macizo rocoso, lo que puede dar lugar a manifestaciones de inestabilidad (Suasnabar, 2019).

2.2.2.1. Tipos de sostenimiento.

Sostenimiento activo

Denominado como sostenimiento de refuerzo, que mayormente se utiliza para mejorar la estabilidad de las labores mineras o túneles y estos de acuerdo a su capacidad portante de la roca. A continuación, se detalla principales elementos de sostenimiento. (Guzmán, 2017).

- a. Pernos Helicoidales:** Son pernos que se han utilizado en los últimos años en la mina y construcciones de túneles, las cuales son por anclaje por adherencia, con resina o cemento. El más usado es el perno helicoidal o barras de hierro con sus adherentes cemento o resina de diferentes longitudes. Mayormente la resina tiene un resultado que conviene para usar en pernos sometidos a altas presiones de igual forma sirve para el pretensado de roca. En los diferentes aspectos es recomendable para el sostenimiento permanente y en algunas ocasiones para labores temporales. En el caso de perno de acero tratado se utiliza para construcciones de ingeniería civil porque son permanentes. En estos últimos tiempos ya se emplean cemento y resina para un buen fraguado de los componentes en la roca y así fijar correctamente el perno. (Marrón, 2018)

- b. Split set:** Es una técnica de sostenimiento para la roca que trabaja por fricción a lo largo del taladro, el perno es instalado a presión del agua, esto tiene que ser presión radial cerrando parcialmente la ranura del perno. El anclaje constituye por la fricción interna y externa de la roca, logrando una tensión de carga favorable para la excavación. (Huacani, 2019) El perno Split Set son muy sensibles para taladros de diámetro menor a 39mm. Mayormente se emplea donde hay presencia de agua y para labores temporales, es un sostenimiento provisional. (Osinermin, 2017).

Sostenimiento Pasivo

Es un conjunto de elementos de sostenimiento que actúa después de que se haya deformado la roca. (Guzmán I. C., 2017) En la investigación se utilizó tres tipos de sostenimiento activo:

- a. Malla electrosoldada** Para la instalación de malla electrosoldada se tiene que desatar bien la corona y las paredes de la labor, este tipo de sostenimiento se emplea para retener fragmentos o trozos de roca, evita la caída de bancos del techo. Para el colocado de malla se emplea pernos Split Set o barra helicoidal y para el traslape los mini Split set. Respecto a la fijación de la malla es con la placa de reten. (Osinermin, 2017) La malla electrosoldada cumple con las funciones de seguridad, de soportar pequeños trozos de roca cuando existe la presión litostática, para su utilización tiene la ventaja económica y son muy efectivas comparada a los otros sistemas de sostenimiento, esta malla funciona conjuntamente

con los pernos de 1m x 4m y tiene la capacidad de 3 a 6 KJ/m². (Navarro, 2004)

- b. Concreto lanzado (shocrete).** “El concreto lanzado es una mezcla de materiales (hormigón fraguado) que es llevado a través de mangueras y luego para lanzar neumáticamente sobre una boquilla a la superficie de la roca, con el pasar del tiempo va endureciendo para adquirir una resistencia considerable.” (Navarro, 2004). “Para el proceso de mezclas se emplea dos métodos vía húmeda y vía seca que estos tienen sus propias ventajas y desventajas, en la actualidad se utilizan para el concreto lanzado las fibras sintéticas y metálicas.” (Osinermin, 2017 pp. 85).
- c. Cuadros de madera** “Los cuadros de madera se emplean mayormente en minas convencionales y semiconvencionales para rocas de calidad mala y muy mala. Los elementos de cuadros son: sombrero, dos postes y los tirantes. Cumplen principalmente para soportar cargas verticales debido a una presión litostática en el techo de una excavación. El cuadro cojo se emplea en vetas angostas de minerales y caja techo de mala calidad. Estos cuadros empiezan a trabajar cuando la roca se deforma sobre ellas.” (Osinermin, 2017 pp. 85).

2.2.2.2. Tiempo de autosostenimiento

“Esto depende del comportamiento de la roca y las características del macizo rocoso, con la clasificación de RMR nos proporciona datos realistas del tiempo que durara el autosostenimiento, o sea sin alguna fijación de una excavación. Mayormente los daños que causan

en la excavación es la voladura, que pone en riesgo de debilidad las paredes de la excavación reduciendo el tiempo de estabilidad de soporte natural.” (Osinergmin, 2017 pp. 155-156).

2.2.2.3. Determinación del tipo de sostenimiento de túnel.

Con el objeto de determinación del tipo de sostenimiento, (Castresana, 2016) describe una serie de pasos aplicando el método del índice Q de Barton, los cuales consisten en:

- Se determina la eficacia de la excavación mediante el índice ESR en función a los valores de la tabla 4.

Tabla 4: Valores del índice ESR

<i>Tipo de excavación</i>	<i>ESR</i>
Labores mineras de carácter temporal	2 – 5
Galerías mineras permanente, túneles de centrales hidroeléctricas (excluyendo las galerías de alta presión) túneles piloto, galerías de avance en grandes excavaciones, cámaras de compensación hidroeléctrica	1.6 – 2
Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles de carreteras secundarias y de ferrocarril, túneles de acceso.	1.2 – 1.3
Centrales eléctricas subterráneas, túneles de carreteras primarias y de ferrocarril, refugios subterráneos para defensa civil, emboquilles, e intersecciones de túneles.	0.9 – 1.1
Centrales nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones públicas y deportivas, fábricas, túneles para tuberías principales de gas.	0.5 – 0.8

Fuente: (Castresana, 2016)

- Se calcula el diámetro equivalente (D_e), definido como la proporción de la altura de la excavación a su grado de importancia (ecuación 6).

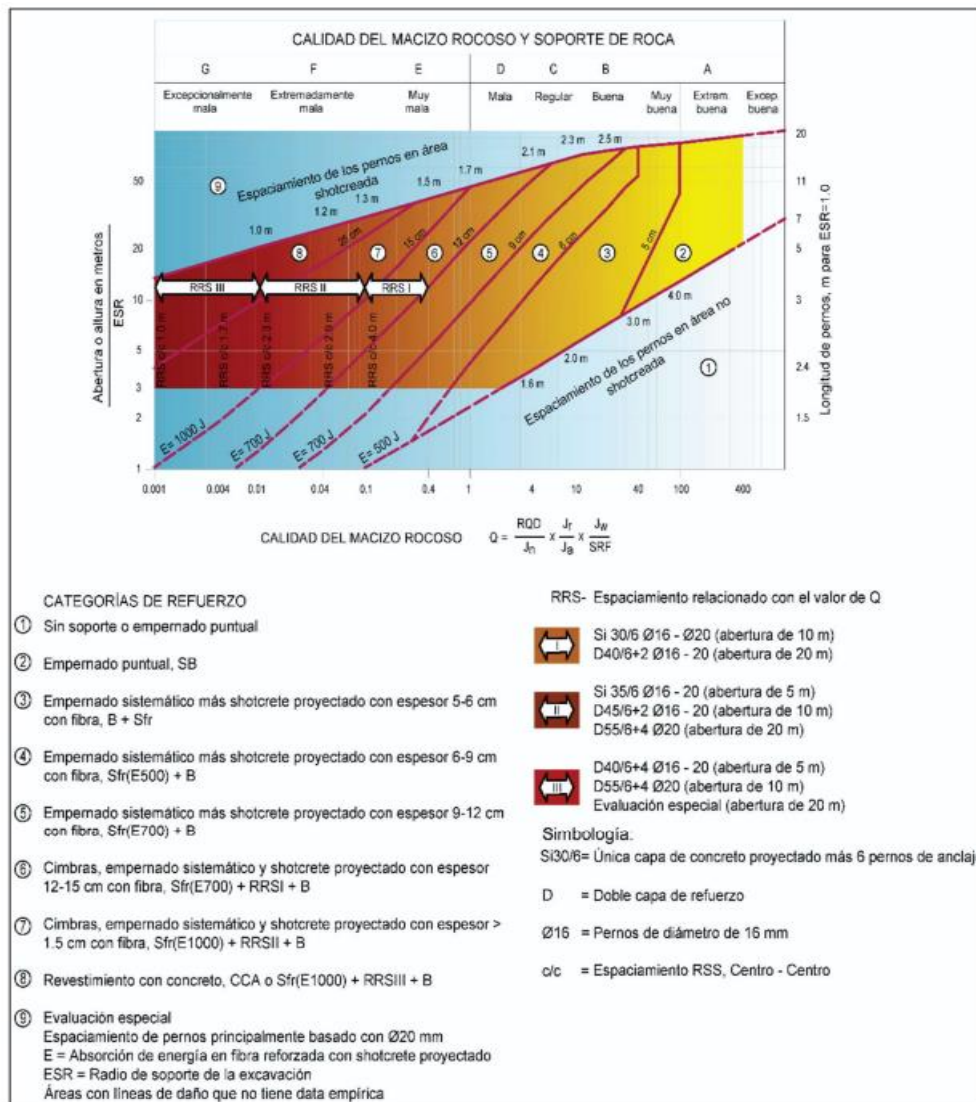
$$D_e = \frac{\text{Luz o altura (m)}}{ESR} \dots (\text{ecuacion 6})$$

- El diámetro equivalente también puede ser determinado mediante una correlación que incluye el Q de Barton (ecuación 7).

$$De = 2 * Q^{0.4} (m) \dots (ecuacion 7)$$

- Obtenidos los valores de Q y De, se utiliza el ábaco gráfico de la figura 5, representado por zonas de influencia de calidad de la roca y soporte que debe tener la misma según ello, lo que posibilita establecer el tipo de sostenimiento acorde a la clasificación de la figura 6.

Figura 2: Gráfico de relación entre Q, ESR y el sostenimiento recomendado



Fuente: Guía sobre control geotécnico en minería subterránea

Tabla 5: Tipo de sistema de sostenimiento según índice Q de Barton

<i>Zona del grafico</i>	<i>Sostenimiento recomendado</i>
Zona A	No requiere sostenimiento
Zona B	Pernos puntuales a 1.5 – 3 m
Zona C	Pernos sistemáticos a 1 – 1.5 m
Zona D	Pernos a 1m y concreto proyectado
Zona E	Pernos a 0.5 – 1 m y concreto proyectado reforzado con fibras Cerchas de acero.
Zona F	Concreto proyectado de más de 15 cm de espesor. Pernos a 0.5 – 1 m
Zona G	Cerchas de acero y concreto reforzado

Fuente: Guía sobre control geotécnico en minería subterránea

Además del método Q para determinación de sostenimientos, otros autores han propuesto varios sistemas a partir del índice RQD, como se muestra en la tabla 6 (Madariaga, 2015).

Tabla 6: Tipo de sistema de sostenimiento según índice Q RQD

<i>Autor</i>	<i>Sin sostenimiento</i>	<i>Sostenimiento con anclajes</i>	<i>Sostenimiento con cerchas</i>
Deere et al. (1970)	RQD 75 - 100	RQD 50 – 75 Espaciados entre 1.5 – 1.8 m	RQD 50 – 75 Cerchas ligeras espaciadas entre 1.5 a 1.8 m como alternativas a los anclajes
		RQD 25 – 50 Espaciados entre 0.9 – 1.5 m	RQD 25 – 50 Cerchas ligeras a medianas espaciadas de 0.9 a 1.5m como alternativa a los anclajes
			RQD 0 – 25 Cerchas medianas a circulares pesadas espaciadas de 0.6 a 0.9 m
Cecil (1970)	RQD 82 - 100	RQD – 52 – 82 Como alternativa a los anclajes, 40 -60 mm de concreto proyectado	RQD 0 – 52 Cerchas o concreto proyectado reforzado
Merrit (1972)	RQD 72 - 100	RQD 23 – 72 Espaciados entre 1.2 a 1.8 m	RQD 0 - 23

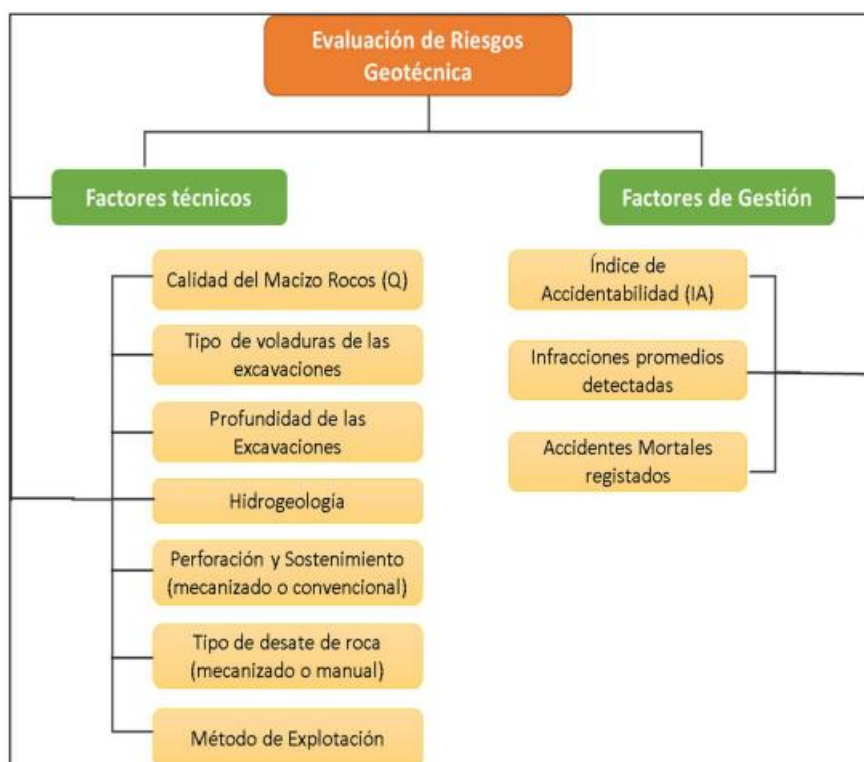
Fuente: Guía sobre control geotécnico en minería subterránea

2.2.2.4. Seguridad del personal en las labores mineras

Es responsabilidad del titular, explotador o empleador minero acogerse a los requisitos necesarios para proporcionar la seguridad en las labores subterráneas y que estas no presenten

colapso ni desprendimiento de rocas que conviertan en un peligro la vida e integridad del personal, al igual que los activos de la empresa. Por ello, desde la perspectiva geomecánica, se debe determinar, implementar y llevar a cabo un plan de sostenimiento acorde al estudio geomecánico del área de explotación y lo establecido en un programa de trabajos y obras de proyecto (Castresana, 2016) Evaluación de riesgos área geotécnica – geomecánica. La evaluación de riesgos en la especialidad geomecánica según (OSINERGMIN, 2017), comprende los factores técnicos y factores de gestión de acuerdo al diagrama de la figura 3.

Figura 3: Diagrama de factores de riesgos geomecánicos



Fuente: Guía sobre control geotécnico en minería subterránea

- Factores técnicos: corresponden a los mapeados en el esquema de la figura 7, cuya evaluación empírica se realiza mediante los criterios de la matriz de la tabla 7 (OSINERGMIN, 2017).

Tabla 7: Método empírico para determinar el nivel de riesgo de cada factor técnico

FACTORES DE RIESGO	VALORACIÓN DEL RIESGO GEOMECÁNICO				
	Muy bajo (0)	Bajo (0.25)	Medio (0.5)	Alto (0.75)	Muy alto (1)
Calidad del macizo rocoso	80 < RMR <= 100	60 < RMR <= 80	40 < RMR <= 60	20 < RMR <= 40	RMR <= 20
Tipo de voladuras de las excavaciones	-	Voladura controlada	-	Voladura convencional	-
Profundidad de las Excavaciones	P < 300m	300m <= P < 600m	600m <= P < 850m	850m <= P < 1200m	> = 1200 m
Hidrogeología	Seco (0 Litros)	Ligeramente Seco (10 L/min)	Húmedo (10 - 25 L/min)	Goteando (25 - 125 L/min)	Flujo (mayor a 125 L/min)
Perforación y Sostenimiento (mecanizado o convencional)	Mecanizado		Mecanizado convencional		Convencional
Tipo de desate de roca (mecanizado o manual)	Mecanizado		Mecanizado convencional		Convencional
Método de Explotación	Taladros largos (-) con telemandos	Corte y relleno ascendente (Breasting)	Cámaras y pilares/ corte y relleno (realce)	Taladros largos (+) / Banqueo y relleno / corte y relleno descendente	Sub-level Caving/ Corte y relleno ascendente con puntales

Fuente: Guía sobre control geotécnico en minería subterránea

- Estabilidad del pilar corona: el concepto de ancho escalado para analizar pilares corona es un método empírico desarrollado en Canadá en 1980, a causa de diversos incidentes originados por el colapso de pilares corona, basados en múltiples situaciones reales, siendo empleado durante los últimos 20 años como el más aceptado para la estimación inicial del margen de estabilidad de pilares corona en minas superficiales. Por cuanto, el factor de seguridad constituye una relación entre el ancho crítico (S_c) y ancho escalado (C_s), determinado por la ecuación 8, la estabilidad puede evaluarse considerando partiendo de este factor para incluir la posibilidad de falla del mismo, tomando en cuenta las imprecisiones por la variación de la calidad Q , el buzamiento de estratos, la geometría de la cámara, etc., aplicando la ecuación 8 (Bordehore et al., 2017).

$$C_s = S \left(\frac{\gamma}{T(1 + S_R)(1 - 0.4 \cos \theta)} \right)^{0.5} \dots (\text{ecuacion 8})$$

Donde

Cs: ancho escalonado en metros.

S: vano (ancho) real del minado en metros.

γ : densidad de la roca de la corona en g/cm^3 .

T: espesor del pilar corona en metros.

SR: relación entre el ancho y la longitud del minado (S/L)

θ : buzamiento del cuerpo mineralizado o de la foliación.

$$Pf(\%) = \frac{100}{1 + 441 * e^{(-1.7CS/Q^{0.44})}} \dots (\text{ecuacion 9})$$

La probabilidad de falla obtenida por la ecuación 11, se evalúa posteriormente, mediante la matriz empírica de la figura 8, con la cual se puede determinar el nivel de riesgo (Bordehore et al., 2017).

Figura 4: Categorías de estabilidad, consecuencias y actuaciones según resultados del análisis por ancho escalado.

Clase	Probabilidad de fallo (%)	Fiabilidad (%)	Factor de seguridad mínimo	Criterios de diseño para una probabilidad de fallo aceptable				
				Vida de servicio del pilar corona (años)	Acceso público	Actitud reguladora ante el problema	Supervisión requerida	
A	50 – 100	0 – 50	<1,0	Cero en términos efectivos	<0,5	Prohibido	Totalmente inaceptable	No es efectivo
B	20 – 50	50 – 80	1,0	Muy corto plazo -solo para propósitos mineros temporales - riesgo inaceptable en emboquille de túneles	1,0	Fuertemente evitado	No aceptable	Monitoreo continuo sofisticado
C	10 – 20	80 – 90	1,2	Muy corto plazo - pilares corona casi temporales - riesgo no deseable en trabajos temporales de ingeniería civil	2-5	Activamente evitado	Muy preocupante	Monitoreo continuo con instrumentos
D	5 – 10	90 – 95	1,5	Corto plazo - coronas semi temporales, por ejemplo debajo de infraestructuras mineras poco sensibles	5-10	Evitado	preocupante	Monitoreo continuo simple
E	1,5 – 5	95 – 98.5	1,8	Medio plazo - coronas semi permanentes posibilidad bajo infraestructuras	15-20	Disuadido	Algo preocupante	Monitoreo superficial
F	0,5 – 1.5	98,5 – 99.5	2	Largo plazo- coronas casi permanentes – portales de obra civil – túneles alcantarillado	50-100	Permitido	Preocupación limitada	Monitoreo superficial ocasional
G	Menos de 0,5	Más de 99.5	>>2	Muy largo plazo – coronas permanentes sobre túneles civiles	>100	Libre	No hay preocupación	No se requiere monitoreo

Fuente: (Bordehore et al., 2017).

2.3. Marco conceptual

ROCA: “Agregado natural de partículas de uno o más minerales, con fuerte unión cohesiva permanente, que constituyen masas geológicamente independientes y cartografiables” (Ferrer, 1999).

MATRIZ ROCOSA: Material rocoso exento de discontinuidades, o los bloques de “roca intacta” que quedan entre ellas. La matriz rocosa, a pesar de considerarse continua, presenta un comportamiento heterogéneo y anisótropo ligado a su fábrica y a su microestructura mineral (González de Vallejo, 2002).

MACIZO ROCOSO: “Conjunto de matriz rocosa y discontinuidades. Presenta carácter heterogéneo, comportamiento discontinuo y normalmente anisótropo, consecuencia de la naturaleza, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad, que condicionan su comportamiento geomecánico e hidráulico”. (Ramírez, 2004).

DEFORMACIÓN: Modificación que sufre una roca o material por acción de una o más esfuerzos. (Ramírez, 2004).

DESPLAZAMIENTO: “Es la distancia recorrida por un bloque rocoso a través de un plano de movimiento”. (Arango, 2014).

ESFUERZO: Fuerza aplicada sobre un área y/o superficie que tiende a cero. (Osinergmin, 2017).

ESTRATIFICACIÓN: Disposición paralela o subparalela que toman las capas de las rocas sedimentarias, durante su sedimentación. (Ramírez, 2004).

ESTRATO: Es la roca formada por la sedimentación de fragmentos o partículas provenientes de la desintegración de las rocas pre existentes. (Ramírez, 2004).

ESTRUCTURA: “Esta referido a la disposición, arreglo y cohesión de los materiales constituyentes de un determinado cuerpo rocoso”. (Solís, 2016).

FACTOR DE SEGURIDAD: El Factor de Seguridad se interpreta como el factor reductor de los parámetros resistentes para llegar a la rotura. (Gonzales de Vallejo, 2022).

SOSTENIMIENTO: Se refiere a los elementos de soporte y refuerzo que tienen como finalidad asegurar, controlar y mantener estable las excavaciones subterráneas. Pueden ser utilizados individualmente o en combinación con otros (Osinergim, 2017).

CONTROL DE CALIDAD DE SOSTENIMIENTO: El control de calidad de los elementos de sostenimiento es una estrategia de vital importancia que permitirá verificar las suposiciones iniciales adoptadas durante el diseño del sostenimiento, así como asegurar el rendimiento de los diversos elementos de soporte y refuerzo que se han instalado en el macizo rocoso (Osinergmin, 2017).

EVALUACIÓN GEOMECÁNICA: La descripción y medida de las características y propiedades de la matriz rocosa y de las discontinuidades y de los parámetros del macizo rocoso, proporcionan los datos necesarios para la evaluación geomecánica del macizo. A partir de estos datos, la aplicación de las clasificaciones geomecánicas permite estimar la calidad del macizo rocoso (González de Vallejo, 2002).

CAPITULO III

METODOLOGÍA

Para la realización de esta investigación, se laboró en la Mina Andaychagua de Volcan Compañía Minera S.A.A. (VOLCAN) con el fin de realizar observaciones in-situ en lugares de la mina en donde se requerían realizar evaluaciones geomecánicas para el minado seguro y eficiente. Estos lugares fueron: el cuerpo Prosperidad Techo, el cuerpo Prosperidad 1, la veta Andaychagua, la veta Andaychagua 1 y el cuerpo Salvadora, de donde se toma la decisión de investigar puntualmente el cuerpo Salvadora.

El cuerpo Salvadora está ubicada en la zona Sur este del yacimiento, cercano a las vetas Andaychagua y Adriana. Está emplazada en roca metavolcanico y filitas, respectivamente en los sectores SW y NE del cuerpo mineralizado. Tiene rumbo N130° a 145°, buzamiento de 85° a 88° al Sur y ancho promedio en los niveles superiores de 23 m. La estructura profundiza aproximadamente 60 m la cual permanece abierta en profundidad, en los Niveles 1200, 1225 y 1250 hacia el lado E (Tajeos 600) la roca caja ha pasado de ser de filita a Metavolcánico. Actualmente

el cuerpo Salvadora viene siendo explotada por el método de minado SLS y SARC ascendente con losas cementadas en potencias irregulares de 2 a 14 m en profundización, pero en el Nivel 1300, en la proyección del Tajeo 600, se tiene una potencia mayor interceptada por sondajes, alimentada por 2 estructuras, una en la caja piso y otra en la caja techo, de diferentes calidades RMR como roca caja encajonante, ambas estructuras forman una diseminación, para lo cual requiere definir el método de explotación. Así mismo se requiere evaluar la aplicación del actual relleno cementado (losa) en la explotación del cuerpo Salvadora y dar recomendaciones para mejorar la calidad de este tipo de auto soporte.

3.1. Enfoque

Los enfoques, métodos generales y estrategias de investigación pueden clasificarse en dos modelos con diferentes características según su propósito: *modelos cualitativos y modelos cuantitativos*. (Thomas Kuhn 1962), cada uno de estos modelos se basa en un paradigma, es decir, en el conjunto de supuestos, postulados, concepciones de la realidad y juicios de valor que sirven de referencia a la investigación y que determinan qué investigar, qué datos coleccionar, cómo coleccionarlos, cómo analizarlos y cómo interpretarlos.

Conforme a la naturaleza y propósitos de la investigación; el estudio posee un enfoque de investigación cuantitativo debido fundamentalmente a que es posible probar las hipótesis de investigación con la data recopilada en los sujetos de estudio y que posteriormente podrán ser generalizados en la población.

3.2. Alcance

Hernandez, (2014). Los alcances del estudio dependen de la estrategia de investigación. Así, el diseño, los procedimientos y otros componentes del proceso serán distintos en estudios con

alcance exploratorio, descriptivo, correlacional o explicativo. Pero en la práctica, cualquier investigación puede incluir elementos de más de uno de estos cuatro alcances. Los estudios exploratorios sirven para preparar el terreno y, por lo común, anteceden a investigaciones con alcances descriptivos, correlacionales o explicativos. Por lo general, los estudios descriptivos son la base de las investigaciones correlacionales, las cuales a su vez proporcionan información para llevar a cabo estudios explicativos que generan un sentido de entendimiento y están muy estructurados.

La presente investigación tuvo un enfoque de investigación del tipo exploratorio, descriptivo y correlacional, debido a que para cumplir los objetivos se realizaron visitas a la zona de estudio, ya que la información geomecánica era escasa, posteriormente con los datos recopilados se realizaron caracterizaciones geomecánicas basados en la descripción de las muestras obtenidas y finalmente se relacionaron los resultados de la investigación con las propuestas de estabilización del macizo rocoso utilizando criterios de ingeniería para asegurar el funcionamiento de la propuesta.

3.3. Diseño de la investigación

El diseño de investigación es el plan y estructura del estudio de investigación. Responde al tipo de método que se ha seleccionado y conduce a una planeación cuidadosa de la obtención y procesamiento de los resultados de la investigación.

En esta investigación se utilizó un diseño cuasiexperimental, el cual se fundamenta en estudios que no asignan al azar los sujetos que forman parte del grupo control y experimental, sino son emparejados puesto que los grupos de trabajo ya están tomados, es decir ya existen previo al experimento. (Hernandez, 2014 pp. 70)

La metodología de esta actividad consistirá en la evaluación de las operaciones mineras en la Unidad Minera Andaychagua, desde su etapa inicial y posteriormente se seleccionará un nuevo diseño de sostenimiento, considerando los siguientes parámetros: caracterización geomecánica, tipos de sostenimiento.

Su esquema es el siguiente.

GE: 01 X 02

Dónde:

G.E. Grupo Experimental.

01: Pre test.

02: Post test.

X: Manipulación o desarrollo de la variable independiente

3.4. Población y muestra

Población

Según Hernández et al. (2014), una población es “El conjunto de todos los casos que concuerdan con determinadas especificaciones.”

En el caso de nuestra investigación, la población estará conformada por la Zona de estudio Andaychagua.

Muestra

Según Hernández et al. (2014), una muestra no probabilística o dirigida “Es el subgrupo de la población en la que la elección de los elementos no depende de la probabilidad, sino de las características de la investigación”

La muestra estuvo conformada por, el cuerpo Salvadora, con sus componentes, según se describe a continuación:

- Tipo de estructura: Cuerpo
- Objetivo del estudio: Minado desde el Nivel Nv-1200 hacia profundidad.
- Rumbo: S 35°- 50° E.
- Buzamiento: 85° - 88° SW.

3.5. Hipotesis

3.5.1. Hipotesis general

El modelo geomecanico influye significativamente para garantizar la estabilidad del minado subteraneo del cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023.

3.5.2. Hipotesis especifica

- ❖ La influencia de las propiedades de resistencia del maciso rocoso es significativa en el tipo de sostenimiento del cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023.
- ❖ El modelo geomecanico influye positivamente en la determinación del tipo de sostenimiento en el cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023.
- ❖ La influencia del tipo de sostenimiento es significativo para establecer la estabilidad estructuralmente controlada en el cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023.

3.6. Operacionalización de variables, definición conceptual y operacional

Tabla 8: Matriz de operacionalización

Variables	Definición conceptual	Definición operacional	Dimensiones	Indicadores
Variable Independiente:	Un modelo geomecánico es un modelo matemático que se utiliza para estudiar el comportamiento de las rocas y los suelos bajo diferentes cargas y condiciones geológicas. Estos modelos se basan en principios físicos y mecánicos para predecir cómo se deforman y se fracturan las rocas y los suelos en respuesta a cargas aplicadas.	Es el procedimiento de reconocer las características que contienen los bloques de roca de un determinado sector.	Caracterización Geomecánica	* Índice RMR * Índice Q * Índice GSI
Modelo geomecánico			Estabilidad de labores	* F.S..
Variable Dependiente:	El diseño de sostenimiento se refiere a la selección y diseño de sistemas y elementos de soporte para mantener la estabilidad de las excavaciones subterráneas, como túneles, minas y cavernas. El objetivo principal del diseño de sostenimiento es prevenir el colapso de las paredes y techos de la excavación y garantizar la seguridad de las personas y los equipos que trabajan en el área.	Es la forma de soporte del techo y los hastiales de una labor subterránea a partir su caracterización geomecánica, utilizando máquinas y equipos emperadores de roca, con el fin delogar la estabilidad del macizo rocoso	Aplicación del sostenimiento	* Sostenimiento pasivo. Sostenimiento activo.
Estabilidad del minado				

Fuente: Elaboración propia.

3.7. Técnicas e instrumentos

Técnicas de recolección de datos

Las técnicas de investigación representan el conjunto de pasos, cuyo objetivo es operativizar el proceso investigativo. (Hernández , Fernández, & Baptista, 2010).

- ❖ Es indispensable determinar las técnicas que se van aplicar, como datos de campo, observaciones y mediciones, tesis bibliográficas, trabajos inéditos para determinar los resultados de sostenimiento aplicado en la unidad minera Andaychagua, para garantizar la estabilidad del macizo rocoso.

Las técnicas utilizadas en la recopilación de datos del estudio, bajo el método de la estadística descriptiva, fueron:

- ❖ La observación (Campo)
- ❖ Apunte de datos (Campo)
- ❖ La clasificación de la información
- ❖ Análisis de los datos
- ❖ Medición (Gabinete)
- ❖ Evaluación de resultados
- ❖ Discusión e interpretación.

Instrumento

Se utilizaron los siguientes instrumentos de recolección de datos:

- ❖ Guías de observación

Guía de Observación de la Clasificación Geomecánica Estas guías se utilizan para realizar la investigación sistemática del tipo de roca, estado de alteración y las discontinuidades que

perjudican al macizo, tomando datos suficientes del buzamiento y dirección de buzamiento de ellas, para que se haga un análisis estadístico que pueda discriminar qué “familias” de discontinuidades afectan a la roca, y cuál es su orientación preferente.

Guía de Observación en Laboratorio. Esta guía de observación en laboratorio de métodos experimentales se hizo para determinar la resistencia y la deformabilidad de las rocas, con la finalidad de establecer las relaciones entre los esfuerzos y las deformaciones durante el proceso de carga y rotura, los esfuerzos a que está sometida la roca en el momento de la rotura y sus parámetros resistentes. Estos métodos son los ensayos de laboratorio de compresión uniaxial, cargar puntual y cálculo de densidades.

❖ Guías de análisis documental

Guía de Análisis Documental de Sostenimiento en Minería Subterránea. La siguiente guía de análisis documental se realizó para mencionar y describir la normativa por la cual se rige el procedimiento de sostenimiento en minería subterránea.

3.8. Métodos de análisis de datos

Investigaciones Básicas

- ✓ Evaluación geológica (mapeo litológico – estructural en superficie)
- ✓ Investigaciones geomecánicas de campo y laboratorio orientados a:
- ✓ Determinar la distribución espacial de los sistemas de discontinuidades estructurales (fallas y diaclasas) en cada uno de los dominios estructurales.

- ✓ Clasificar la masa rocosa, utilizando formatos de registro geológico mecánico según normas sugeridas por la I.S.R.M (INTERNATIONAL SOCIETY FOR ROCK MECHANICS) mediante la aplicación del criterio de clasificación geomecánica RMR 89 de Bieniawski.
- ✓ Zonificar la masa rocosa en las áreas de interés, estableciendo dominios geomecánicos en base a información obtenida en las investigaciones de campo y los ensayos de laboratorio.
- ✓ Elaborar el modelo geomecánico conceptual en planos de planta.
- ✓ Estimar los parámetros de resistencia en los distintos dominios geomecánicos que conforman el modelo geomecánico de la mina.
- ✓ Dimensionar las unidades de explotación mediante la utilización de técnicas gráficas y empíricas.
- ✓ Analizar la estabilidad de las unidades de explotación mediante aplicación de los métodos de elementos finitos.
- ✓ Evaluar y dimensionar el sostenimiento, según los resultados del estudio.
- ✓ Evaluar la instrumentación geomecánica aplicable a las necesidades de la mina.

3.9. Técnicas estadísticas para el procesamiento de la información.

Los datos acopiados, medidos y monitoreados se procesarán por medio de estadísticas, promedios y se calculará el promedio general de la medición del factor de seguridad en el sistema de pernos de sostenimiento empleado, cuadros comparativos de los resultados entre el diseño anterior y el diseño implementado como estandar de trabajo

Después de confirmar la normalización de los datos, se realiza una prueba t de Student para evaluar la homogeneidad de la varianza entre los tratamientos estándar. Si es similar, se rechaza la hipótesis nula de que no hay diferencia en las varianzas de ambos grupos si el valor p de la prueba t es menor que 0.05.

3.10. Desarrollo del trabajo de tesis

En el presente estudio, se han realizado investigaciones en campo, laboratorio y gabinete, las cuales se resumen en los siguientes párrafos.

3.10.1. Investigación geomecánica

La rocosa asociada al minado subterráneo del cuerpo Salvador, según el plan de minado actual de VOLCAN, principalmente la nueva secuencia del avance del minado y las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al mismo, a fin de dar las recomendaciones del caso en relación al control de estabilidad de estas excavaciones. Los alcances relacionados con el objetivo planteado son:

- Desarrollar el modelo geomecánico relacionado a las áreas en explotación, que comprenderá lo siguiente:
 - Caracterización geomecánica de la masa rocosa
 - Clasificación geomecánica de la masa rocosa
 - Zonificación geomecánica del área de estudio
 - Propiedades de resistencia de la roca
 - Factores de influencia en las condiciones de estabilidad (agua y esfuerzos)
 - Desarrollar el modelo geológico geomecánico relacionado a las diferentes estructuras mineralizadas en evaluación.
 - Ejecutar los análisis de diseño: Establecer las estrategias de minado.
- Ejecutar análisis de diseño:

- Análisis de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado, simulando secuencia de avance del minado.
- Estimación del sostenimiento de las excavaciones asociadas al minado.
- Recomendar medidas de control de la estabilidad
 - Esquemas y secuencias de avance del minado
 - Sostenimiento

3.10.2. Investigación de campo.

El programa de investigaciones "geológicas-geomecánicas" de campo consideradas como parte esencial para los propósitos del estudio ha sido orientada a la evaluar la masa rocosa a través de mapeos geológico-geomecánicos en afloramientos rocosos de superficie e interior Mina y ensayos de campo en las áreas de interés (estructuras mineralizadas y su entorno físico) en la Mina Andaychagua, dentro de las zonas de interés.

3.10.3. Ensayos De Campo.

Estos ensayos se realizan como parte del mapeo geomecánico con el objetivo de estimar datos sobre de resistencia a compresión uniaxial de la roca usando "el martillo de rebote y la picota de geólogo", estimar el coeficiente de rugosidad de juntas (JRC) y la resistencia a compresión en la pared de discontinuidades estructurales (JCS) usando como instrumentos "el rugometro y el martillo de rebote". Además, se realizó mediciones directas en la masa rocosa para estimar el índice de calidad de roca "RQD" mediante determinación del número de discontinuidades por metro cúbico usando la formulación propuesta por Palmstrom ($RQD = 115 - 3.3*J_v$); donde J_v representa el número de discontinuidades presentes en un metro cúbico de volumen de roca.

Logueo Geotécnico De Sondajes Diamantinos.

Se ha realizado el logueo geotécnico de sondajes diamantinos. Para caracterizar el macizo rocoso a partir de la longitud del sondaje logueado. Los parámetros de "observación y medición" fueron obtenidos y registrados en formatos estándar diseñados por la empresa Volcan para propósitos del estudio adecuándolos a las normas sugeridas por la "Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas" (I.S.R.M.). Entre los parámetros evaluados en estos registros geomecánicos. Podemos destacar "tipo de roca, tipo de estructura, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno. Espesor del relleno, grado de alteración y condición de agua subterránea".

3.10.4. Investigación Geomecánica De Laboratorio.

El programa de investigaciones geomecánicas en laboratorio para propósitos del Estudio, ha sido realizado sobre muestras seleccionadas en los "dominios geomecánicos de interés" para el diseño de explotación, especialmente se han seleccionado muestras situadas en "caja techo, estructura mineralizada, caja piso" en cada una de las minas. Estas muestras han sido ensayadas en el "Laboratorio de Mecánica de Rocas GEOMECC, Empresa del Grupo Geomecánica Latina S.A.", el mismo que cumple con los estándares que establece la "American Society for Testing Material" (A.S.T.M.).

Los ensayos de Mecánica de rocas, se han desarrollado sobre bloques de "roca intacta y discontinuidades estructurales", según las especificaciones técnicas y requerimientos de ensayos que previamente se definieron durante los trabajos de mapeo geomecánico.

Los ensayos realizados en el Laboratorio de Mecánica de Rocas GEOMECC, Empresa del Grupo Geomecánica Latina S.A., fueron los que se muestran en el siguiente listado:

- Constantes elásticas (ASTM 0-4767).

- Compresión uniaxial (ASTM 0-4767).
- Compresión triaxial (ASTM D-2664-95).
- Propiedades físicas (ASTM C-97-02).
- Compresión simple (ASTM D7012 – 14e1/ ASTM D2938/ ISRM)
- Corte Directo (ASTM D5607/ ISRM).
- Compresión triaxial (ASTM D7012 – 14e1/ ASTM D2664/ ISRM)
- Carga puntual (ASTM D5731/ ISRM)
- Tracción indirecta (ASTM D3967)
- Constantes elásticas (ASTM D3148/ISRM)

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Generalidades de la mina

En este capítulo se desarrollan los “análisis de diseño” para evaluar las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado, integrando toda la información desarrollada en el modelo geomecánico presentado y considerando la geometría de las excavaciones. Los análisis de estabilidad involucraron la investigación de los posibles mecanismos de falla de la masa rocosa circundante a las excavaciones, tomando en cuenta la geometría de estas últimas, las características de resistencia de la misma y la influencia de los esfuerzos.

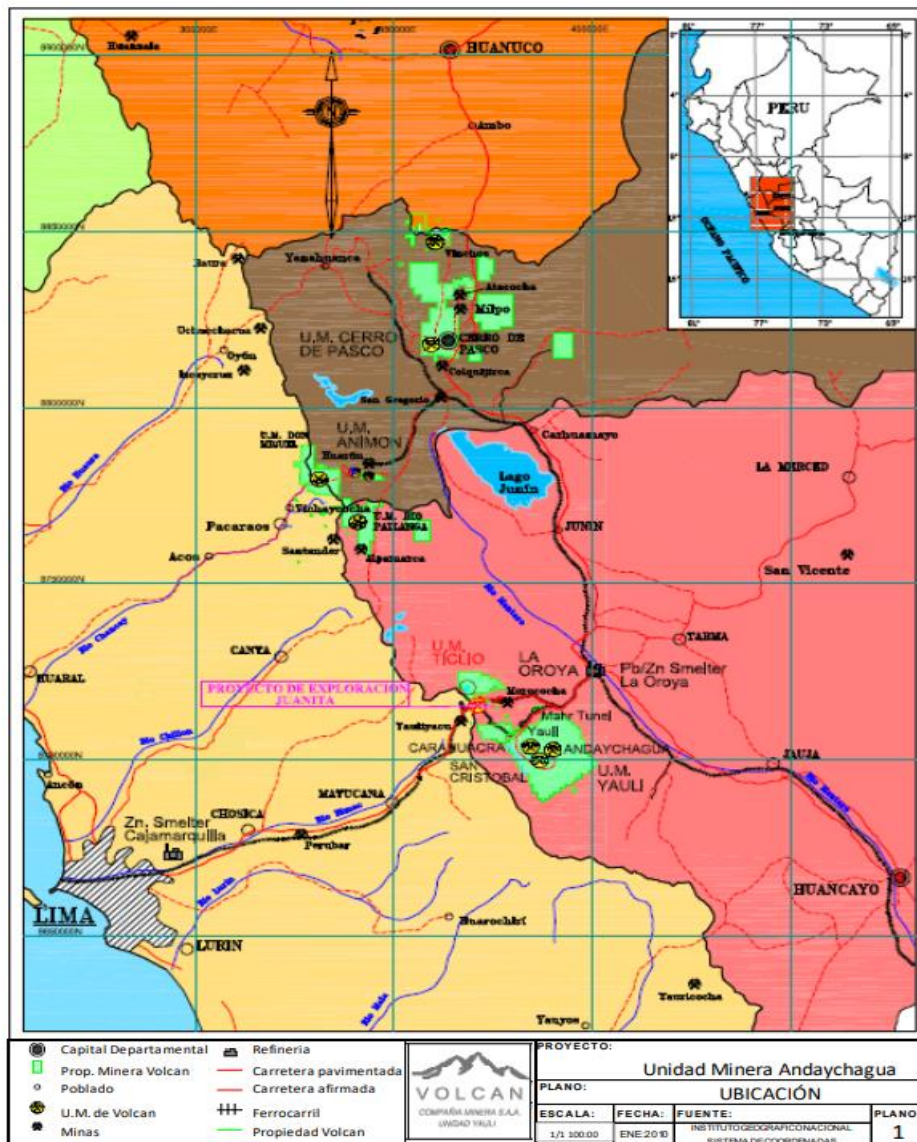
4.1.1. Ubicación.

La Mina Andaychagua está ubicada en la zona Central del Perú, a 181 Kilómetros hacia el SE de Lima, sobre el flanco Este de la Cordillera Occidental de los Andes Centrales y a una altitud media de 4,600 msnm, en el distrito de Huayhuay, provincia de Yauli-La Oroya, Región de Junín.

4.1.2. Accesibilidad.

Se accede por dos rutas, la primera, por la Carretera Central hasta cercanías de la localidad de Pachachaca de donde parte una vía (carrozable por tramos) que pasa por Mahr Túnel, Yauli y San Cristóbal recorriendo 45 km, la segunda, por la Carretera Central hasta el poblado de Huari, por donde se ingresa por una vía afirmada pasando por el poblado de Huayhuay con un recorrido de 33 km.

Figura 5: Diagrama de factores de riesgos geomecánicos.



4.1.3. Clima.

De acuerdo a la clasificación climática elaborada por SENAMHI, las características del área de estudio corresponden a un clima lluvioso, frío con menores lluvias en invierno y con humedad relativa calificada como húmeda. Este régimen de humedad se caracteriza por tener dos estaciones bien marcadas, mayo-octubre (estación seca) y noviembre-abril (estación húmeda). En general, las características meteorológicas de esta zona se caracterizan por la presencia de patrones meteorológicos de alta montaña correspondientes a la Región Subtropical; en la que la precipitación, temperatura, humedad relativa, vientos, nubosidad, insolación, etc., tienen comportamientos estacionales marcados.

4.2. Geomorfología

El área de estudio muestra rasgos característicos de zonas glaciares apreciándose valles en forma de U, presencia de lagunas interglaciares y presencia de depósitos morrénicos.

El relieve presenta formas abruptas transicionales a formas más suaves, variando la altitud entre las cotas 4,000 a 5,000 msnm. Además, se aprecian quebradas que funcionan como contribuyentes hidrológicos permanentes o temporales.

4.2.1. Geología Regional y estratigrafía.

La secuencia estratigráfica del Distrito de Andaychagua, muestra rocas sedimentarias y volcánicas cuyas edades varían desde el Devónico hasta el Cuaternario. Estas rocas han sido intensamente plegadas constituyendo diversas estructuras entre las cuales se distingue el Anticlinal de Chumpe cuyo eje se orienta en forma paralela a la estructura general de los Andes. La mineralización se presenta en vetas rellenando fracturas, las cuales atraviesan casi enteramente las

filitas, volcánicos y calizas; mantos y cuerpos mineralizados se emplazan principalmente en las calizas de la Formación Pucará.

En el área de Andaychagua se tiene la siguiente estratigrafía (ver Figura 6):

Grupo Excélsior

Representa a las rocas más antiguas que afloran y forman parte del núcleo del Anticlinal de Chumpe. Está constituido por lutitas, pizarras, esquistos, volcánicos verdes, tufos, calizas y filitas. J.V.Harrison (1,943) le asigna una potencia aproximada de 1,800 m para una secuencia equivalente en los alrededores de Tarma, y una edad Devónica basado en una interpretación de fósiles.

Grupo Mitú

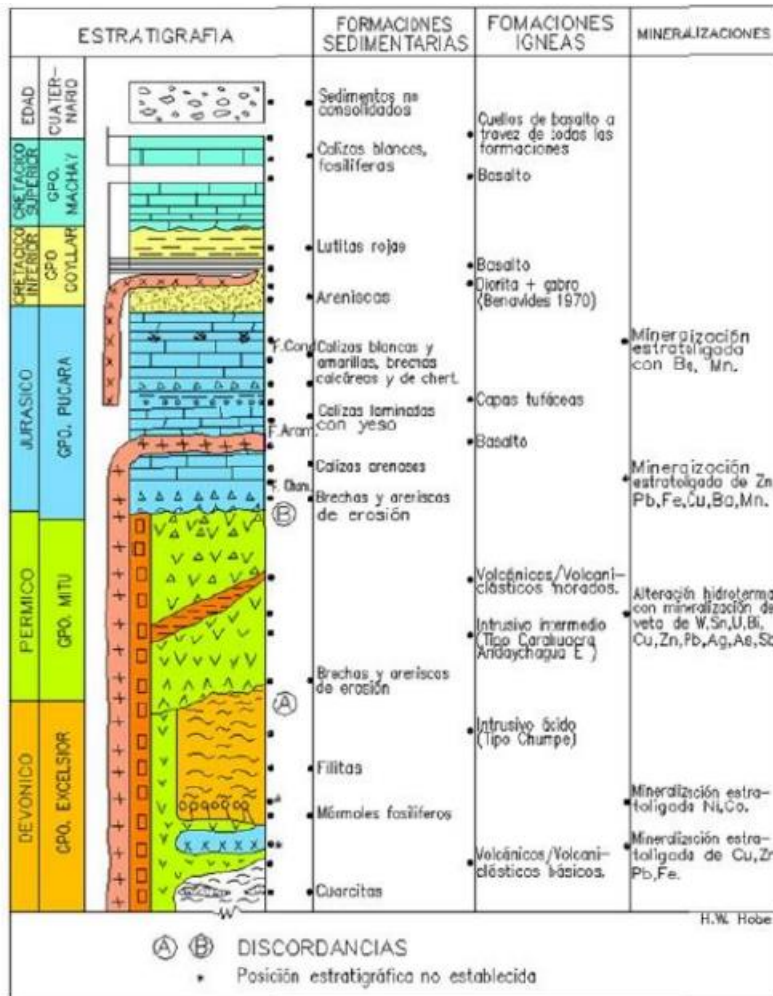
Yace discordantemente sobre las filitas Excélsior. Este Grupo aparenta tener dos facies: una sedimentaria de ambiente continental y otra volcánica denominada "Volcánicos Catalina", que constituye la parte superior del Grupo Mitú. En la mina Andaychagua, están constituidos por derrames y brechas andesíticas. Se le ha asignado inicialmente una edad del Carbonífero Superior (Mc Laughin 1,940) y posteriormente se le asignó al Pérmico.

Grupo Pucará

Compuesto por calizas y tufos que sobreyacen en discordancia erosional sobre los Volcánicos Catalina, (aparentemente pertenecerían a la Formación Condorsinga del Grupo Pucará). Esta secuencia tiene un rumbo promedio de N45°W y buzamiento 50°SW. Las calizas varían de color gris claro a gris oscuro, son de grano fino; hay zonas donde están fuertemente brechadas y alteradas hidrotermalmente (silicificación y recristalización).

Existen tufos de muy poca potencia, de color gris claro a gris verdoso, intercalados con las calizas.

Figura 6: Columna estratigráfica asociada a Mina Andaychagua



Fuente: Departamento de Geomecánica.

Grupo Goyllarisquizga

Compuesto principalmente por areniscas de color bruno amarillento, localmente con apariencia cuarcítica, que sobreyacen a las calizas Condorsinga. Se les atribuye una edad correspondiente al Cretácico Inferior Valanginiano-Aptiano (Mc Laighin, 1924).

Grupo Machay

Sobreyace concordantemente al Grupo Goyllarisquizga, está compuesto por calizas, calizas dolomíticas, margas y lutitas gris oscuras. Basadas en la litología mencionada se podría considerar tentativamente que se trata de las formaciones Chulec y Pariatambo. La potencia de este grupo varía entre 250 m y 300 m.

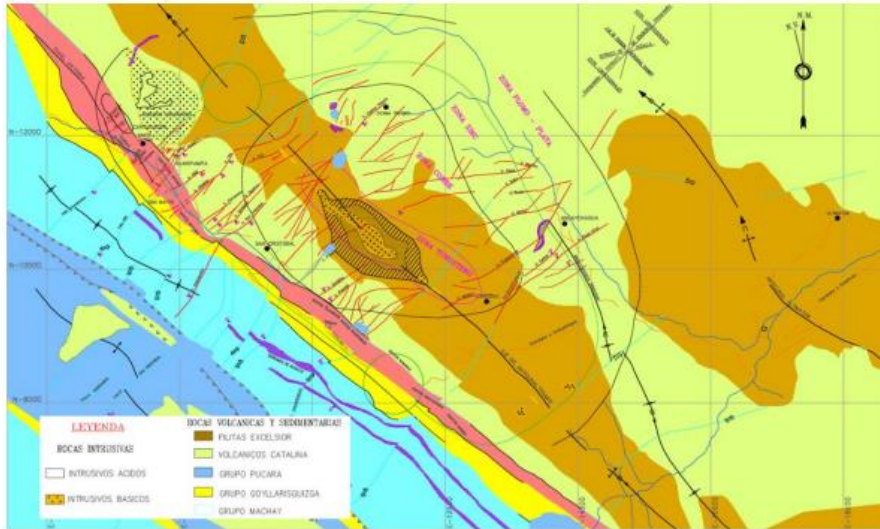
Intrusivos

En el distrito minero de Andaychagua, ocurren dos tipos de intrusivos: ácidos y básicos. Los intrusivos ácidos están representados por el intrusivo de Chumpe que forma el pico más alto de Andaychagua y se ubica a lo largo de la zona axial del anticlinal que lleva también el nombre de Chumpe. Existe una serie de diques irregulares, casi paralelos, con buzamientos verticales que parecen ser apófisis del intrusivo Chumpe, además de la presencia de un sill de composición dacítica porfirítica. Los intrusivos básicos afloran en el área dentro de los volcánicos Catalina, su composición está constituida por gabro, de forma elipsoidal con dimensiones de 250 m x 70 m, estos han sido desplazados por la falla Andaychagua.

4.2.2. Geología Local.

La estructura se emplaza y/o hospeda en los horizontes metavolcánicos de rumbo general NW-SE, y como roca hospedante las filitas del Grupo Excélsior. El cuerpo Salvadora está ubicada en la zona Sur este del yacimiento y se encuentra aproximadamente a 200 m la infraestructura auxiliar rampa negativa 315 de la veta Adriana. En la figura 7 se muestra la ubicación respecto de la veta Andaychagua y la veta Adriana.

Figura 7: Geología local del área de evaluación.

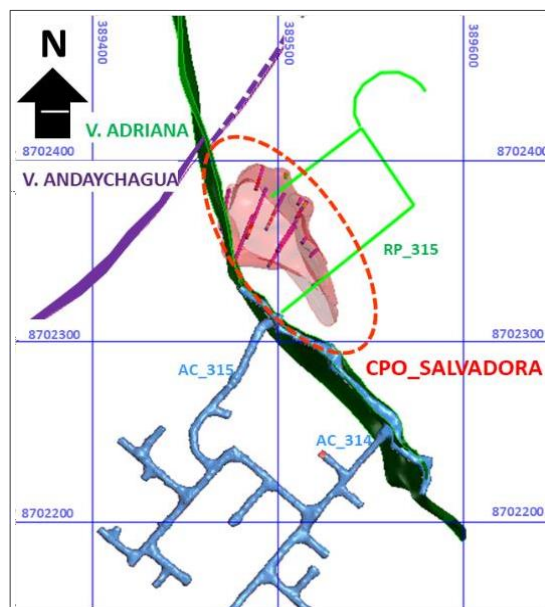


Fuente: Departamento de Geomceánica

4.2.3. Geología Estructural

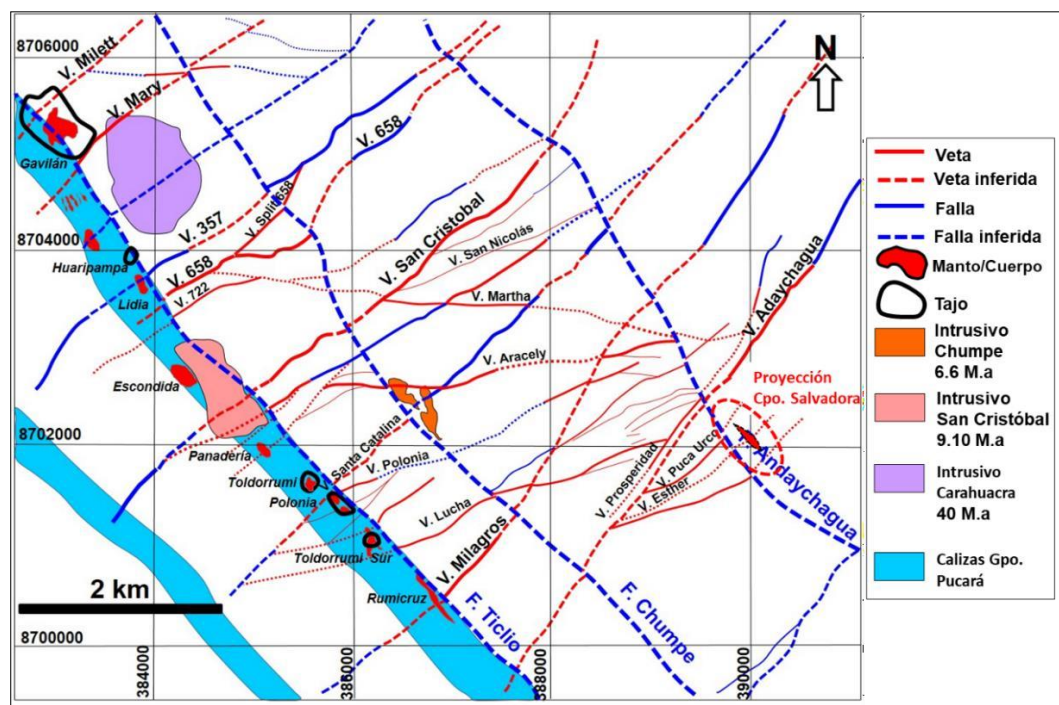
Regionalmente en el área de estudio se puede apreciar tres grandes rasgos estructurales que son la presencia de Plegamiento (anticlinales y sincinales), fallas y sistemas de fracturamiento, todos ellos formados como secuencia de esfuerzos compresivos.

Figura 8: Vista en planta del cuerpo Salvadora



Cabe señalar que, actualmente, no se cuenta con un modelo estructural en 3D; sin embargo, se encuentra realizando un estudio geomecánico para Andaychagua, trabajo que incluye dentro de sus alcances la realización de un modelo estructural, el cual servirá para complementar la base de datos e información actual de mina.

Figura 9: Geología estructural de mina Andaychagua.

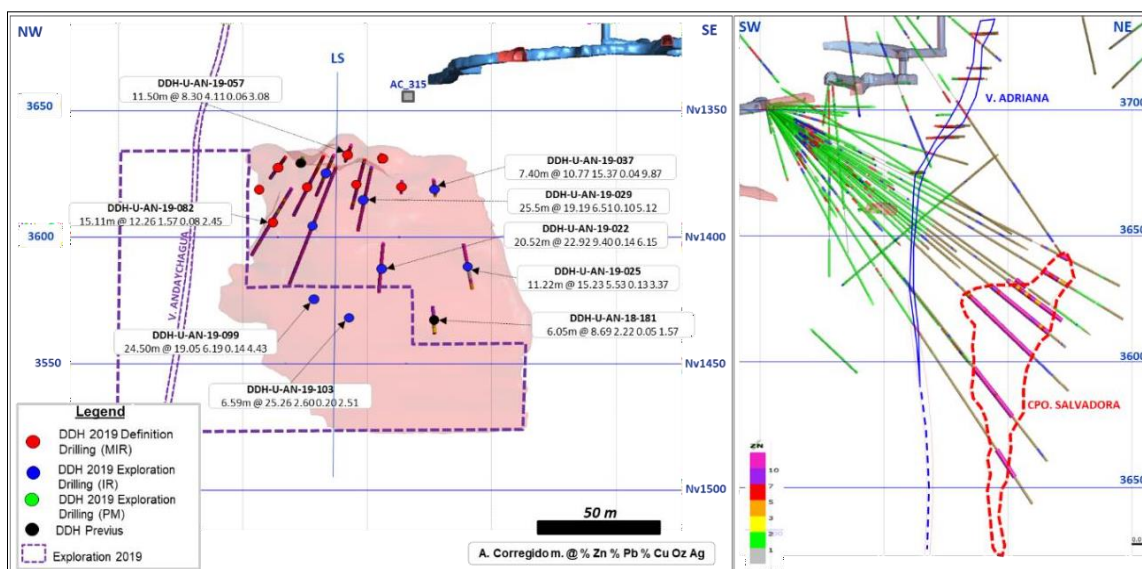


4.2.4. Geología Económica

El cuerpo Salvadora forma parte de las principales estructuras económicas de Mina Andaychagua, el cual se localiza entre 30 y 40 m al NE caja piso de la veta Adriana, el borde superior inicia en el Nivel 1200 (3640 m.s.n.m.). Tiene rumbo $N130^\circ$ a 145° , buzamiento de 85° a 88° al sur y ancho promedio en los niveles superiores de 23 m. La estructura profundiza aproximadamente 60 m la cual permanece abierta en profundidad.

Las alteraciones hidrotermales se encuentran circundantes a la estructura mineralizada, compuesta principalmente de ankerita y carbonatos (calcita) en venillas y parches. La mineralogía de mena está constituida por esfalerita, galena, calcopirita con contenidos de plata. Los minerales de ganga están conformados por carbonatos, ankerita, cuarzo, pirrotita y pirita.

Figura 10: *Sección longitudinal y transversal de Cuerpo Salvadora.*



4.3. Caracterización Geomecánica.

El registro de la información geomecánica se efectuó apartir del mapeo geomecánico de la masa rocosa expuesta en las excavaciones mineras asociadas o cercanas a la zona de interés como es el caso de la rampa RP 315 que cruza en dirección NE por encima del cuerpo Salvadora. L otra fuente de información ha sido el logueo geotécnico de los testigos rocosos de los diferentes sondajes diamantinos ejecutados como parte de los trabajos de exploración del yacimiento.

El mapeo geotécnico de la masa rocosa expuesta en las labores subterráneas se llevó acabo utilizando el “método directo por celdas de detalle”. Mediante este método se realizaron mediciones

sistemáticas de las discontinuidades presentes en distintos sectores o tramos de las excavaciones representadas cada una de ellas por un área de extensión variable homogénea de la roca expuesta.

Los parámetros de observación y medición del mapeo geomecánico de afloramientos fueron obtenidos en formatos de registro diseñado para éste propósito, adecuándolos a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM), que se muestran en el Anexo 3. Estos parámetros fueron: tipo de roca, tipos de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor de relleno, intemperización y presencia de agua. Adicionalmente se registraron datos de resistencia y del grado de fracturamiento (RQD) de la roca.

En los testigos rocosos de las perforaciones diamantinas, el logueo geotectónico se llevó a cabo por métodos convencionales en formatos adecuados también a las normas ISRM (Anexo 4), con similares parámetros de observación y medición que los mencionados en el párrafo precedente. El logueo geotécnico realizado comprendió 25 sondajes ubicados dentro del área en evaluación haciendo una longitud total de 2,655 m.

La información utilizada en la presente evaluación fue la siguiente:

- Desarrollada por el personal de los Departamentos de Geología y Geomecánica de Mina Andaychagua y proporcionada. Principalmente se han tenido disponibles los planos litológicos, los planos y secciones de la zonificación de calidades de masa rocosa, la topografía subterránea y los planes de minado. También fue proporcionada la información concerniente con el logueo geotécnico de testigos de 6 sondajes diamantinos haciendo una longitud total de 1,790.50 m. Particularmente

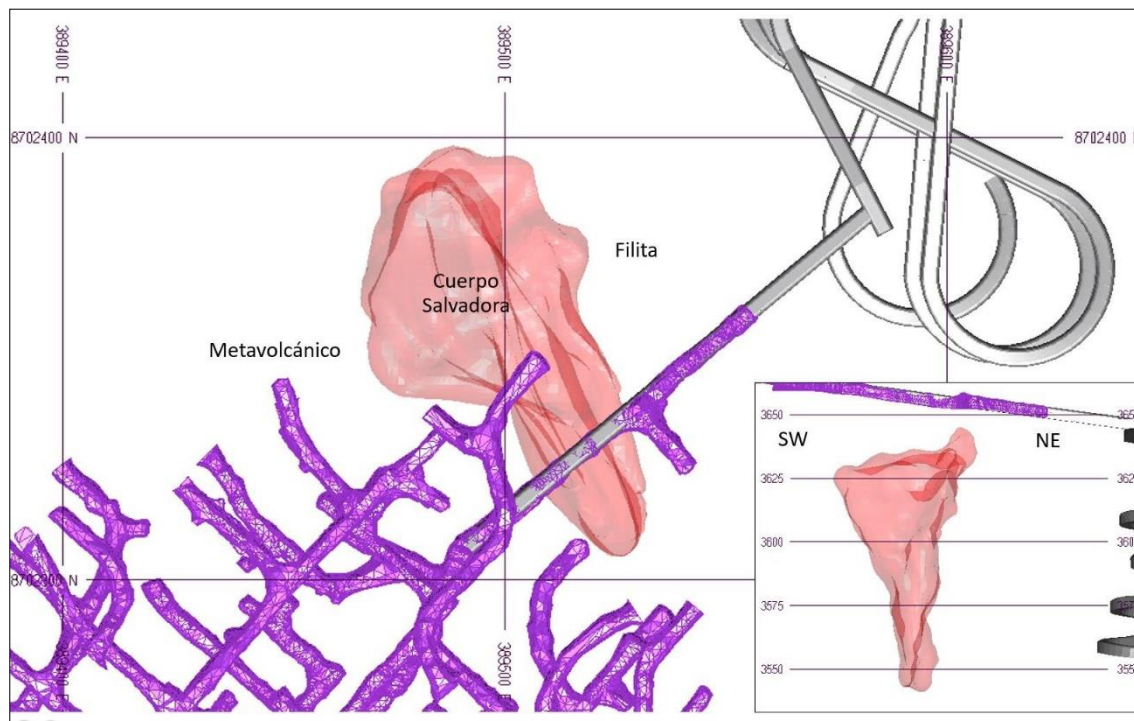
se ha tomado en cuenta la información desarrollada en los Niveles 1150, 1200, 1225, 1200, 1250, 1300 y 1350, en donde se ubica el área de la presente evaluación.

4.3.1. Aspectos Litológicos.

Las características litológicas simplificadas de la masa rocosa involucrada con el cuerpo Salvadora se resume en tres tipos de rocas: metavolcánico, filita y mineral.

La roca Metavolcánico se halla generalmente hacia la caja techo (sector SW del cuerpo) y el caso de la filita, ésta aparece principalmente hacia la caja piso (sector NE del cuerpo). El cuerpo que se halla dentro de estas dos rocas presentándose como una columna vertical que es angosta en la parte inferior y se va ensanchando a medida que asciende como se puede apreciar en la figura 11.

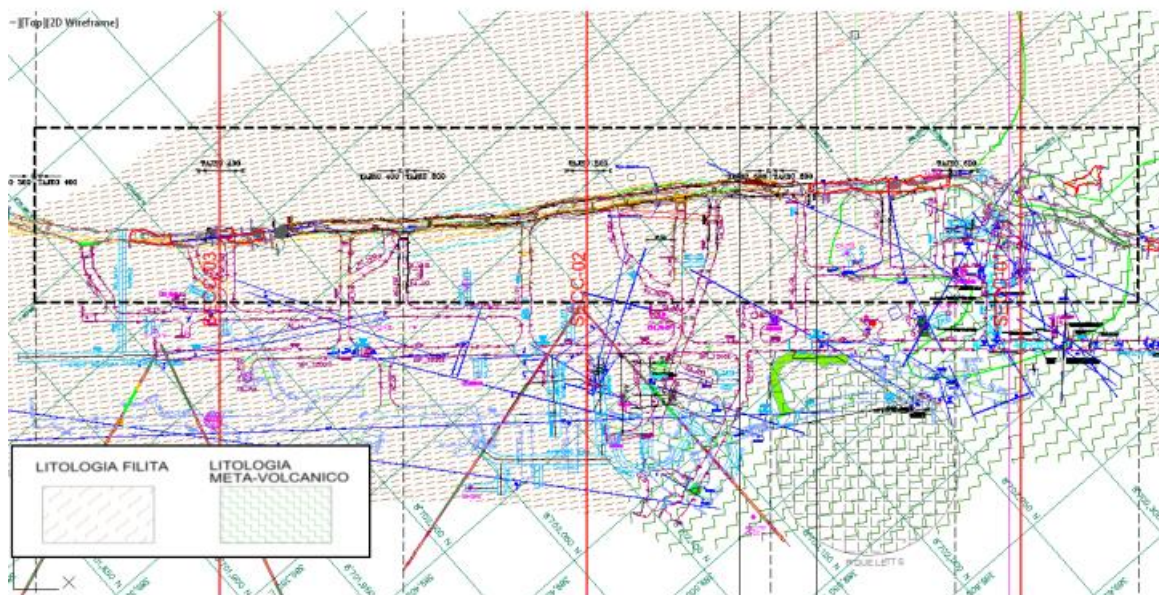
Figura 11: Ubicación del Cuerpo Salvadora y descripción litológica.



Fuente: Departamento de Geomecánica.

También la zona en evaluación para la explotación actual de Mina Andaychagua, que comprende los Niveles 1150, 1200, 1225 y 1250: hacia el lado SW aproximadamente en un tramo de 280 m se tiene la veta dentro de la roca filita, a medida que se avanza hacia el NE aparece hacia el techo roca metavolcánica y hacia el extremo NE la veta se ubicaría dentro de roca metavolcánica que se muestra a manera de intrusiones. Para una mejor apreciación ver la Figura 12 donde se muestra el plano litológico del Nivel 1200.

Figura 12: Plano litológico del Nivel 1200, muestra la zona de estudio.



Fuente: Departamento de Geomecánica

A. Distribución de discontinuidades.

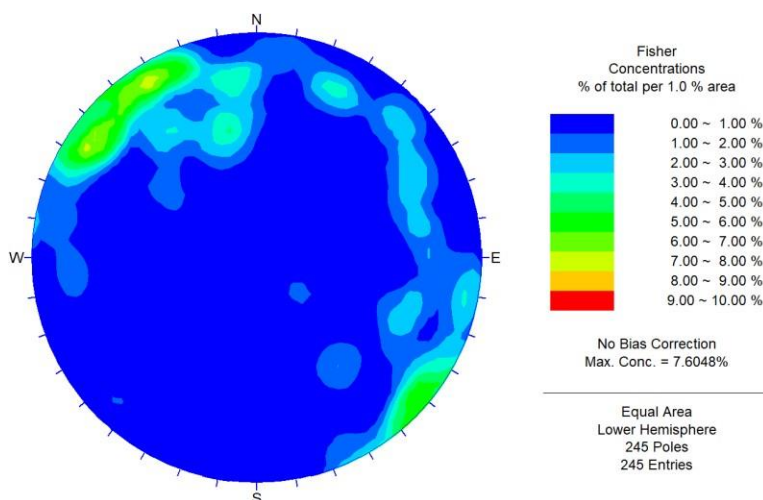
Para establecer las características de la distribución de discontinuidades, se procesaron los datos orientacionales mediante técnicas estereográficas, utilizando la versión avanzada del programa de cómputo DIPS (1995), elaborado por M.S. Diederichs y E. Hoek del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá),

y también la versión 5.103 de Rocscience Inc. (2004). La primera versión se utilizó por las facilidades gráficas que ésta presenta.

Se ha realizado una interpretación de los datos estructurales que se han obtenido a partir del mapeo geomecánico realizado en las labores subterráneas asociados al cuerpo Salvador. Durante la construcción de las labores, el personal de geología ha registrado las estructuras principales y dicha información ha sido plasmada en los planos. Apartir de allí, dicha información estructural ha sido recopilada y posteriormente procesada para la interpretación estereográfica respectiva.

Los resultados de las características de distribución de las discontinuidades estructurales, se presentan en el Anexo 1 y el plano geomecánico en la Lámina 2. En las Figuras 13 a 15 se presentan la distribución de las discontinuidades registradas pueden representar a la distribución estructural del cuerpo Salvador y su entorno encajonante, además en el siguiente cuadro se muestra el resumen de los resultados obtenidos.

Figura 13: Diagrama estereográfico de contornos del compósito en el Cuerpo Salvador.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 14: Diagrama estereográfico del compuesto de planos principales en el Cuerpo Salvador.

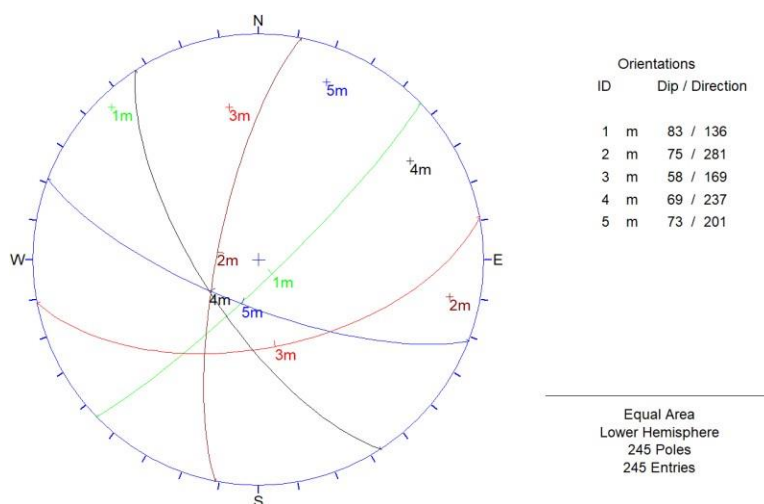
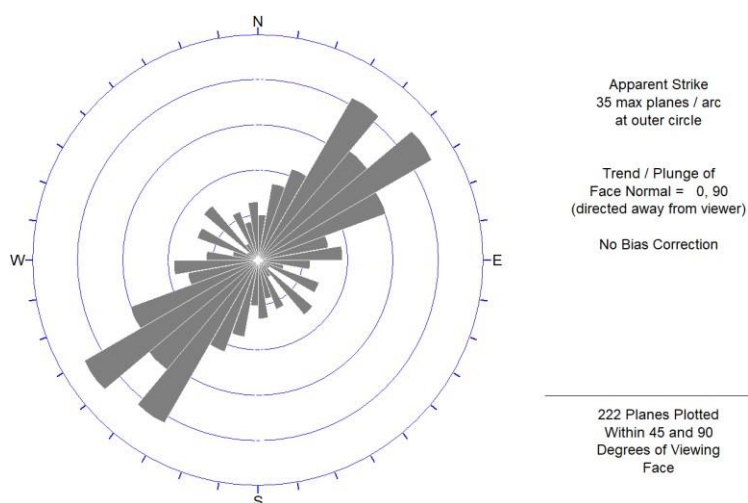


Figura 15: Diagrama de rosetas del compuesto en el Cuerpo Salvador.



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 09: Sistemas de discontinuidades estructurales menores (Rumbo/buzamiento – Dir. Buzamiento/buzamiento)

Sector	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Sistema 4	Sistema 5
Discontinuidades	N37°E/85°SE	N67°E/69°SE	N32°W/69°SW	---	---
	127°/85°	157°/69°	238°/69°	---	---
Fallas	N51°E/86°SE	N06°E/75°NW	N80°W/71°SW	---	---
	141°/86°	276°/75°	190°/71°	---	---
Compósito	N46°E/83°SE	N11°E/75°NW	N79°E/58°SE	N33°W/69°SW	N69°W/73°SW
	136°/83°	281°/75°	169°/58°	237°/69°	201°/73°

Fuente: Elaboración propia.

El análisis realizado en base a toda la información que se ha tenido disponible, ha indicado que el composito de estructuras encontrado reflejaría el comportamiento estructural para el cuerpo Salvadora y su entorno cercano, apartir de ello podemos mencionar los siguiente:

- Se observa la presencia de un sistema principal de discontinuidades estructurales denominado sistema 1 y varios sistemas secundarios, los mismos que tienen las características que se mencionan enseguida.
- El sistema principal Sistema 1 tiene un rumbo NE y buzamiento subvertical con ligera tendencia hacia el SE.
- El sistema 2 tiene rumbo aproximado NS con alto buzamiento hacia el W, así mismo el sistema 3 tiene rumbo aproximado EW con moderado buzamiento al S.
- Los sistemas 4 y 5 son sistemas perpendiculares al sistema 1, con rumbo NW y considerado a alto buzamiento SW. Este par de sistemas aparecen con poca frecuencia en el entorno.

Estructuras mayores (fallas)

No se tienen fallas importantes reconocidas en el cuerpo Salvadora pero las existentes que se hallan distantes tienen espaciamientos mayores a 4 m. Dichas fallas tienen rellenos de arcillas y clastos de brechas con espesores que pueden variar de 10 hasta 30 cm.

Estructuras menores (discontinuidades)

Las características estructurales de las diaclasas pueden ser resumidas en: espaciamiento por lo general está entre 20 a 60 cm, pero también existe en menor presencia los espaciados de 6 a 20 cm, la presencia estimada se halla generalmente entre 1 a 3 m, la apertura es variable pero generalmente

es menor a a 1 mm, con paredes ligeramente rugosas a lisas, el relleno es suave con presencia de arcillas, las paredes de las discontinuidades están ligeramente alteradas a moderadamente alteradas.

El detalle de la descripción de estas características es mostrado en histogramas que se ha elaborado para cada litología dominante. En las siguientes figuras se muestran estos aspectos.

Figura 16: *Histogramas de características estructurales – roca metavolcánico.*

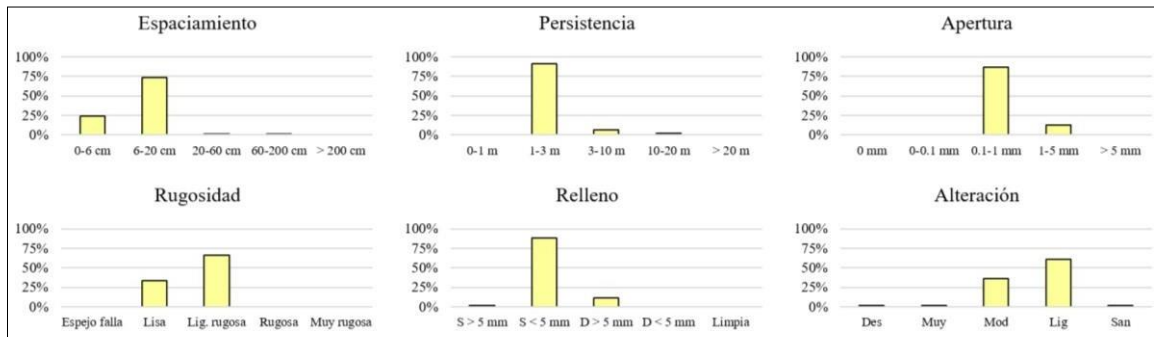


Figura 17: *Histogramas de características estructurales – roca mineral.*

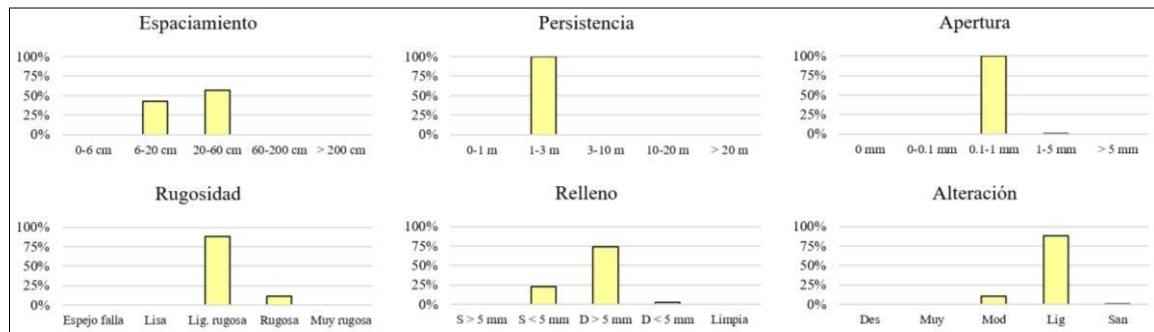
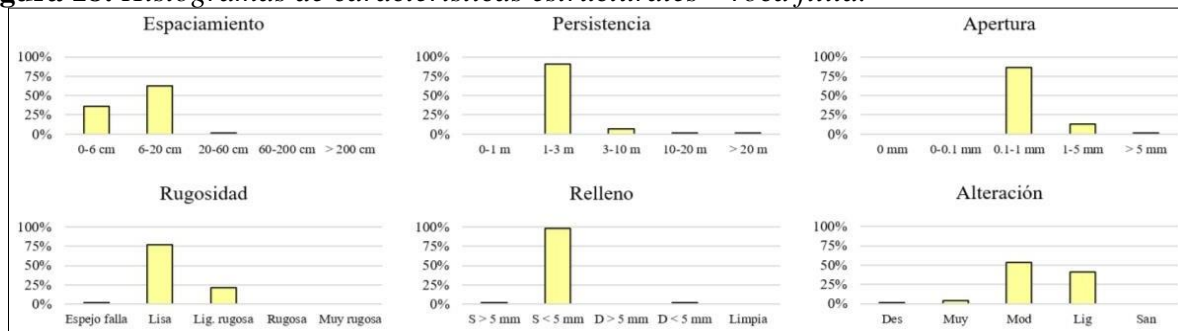


Figura 18: *Histogramas de características estructurales – roca filita.*



Fuente: Elaboración propia.

4.3.2. Características estructurales

Las características estructurales de las discontinuidades se establecieron según las observaciones que se ha tenido durante el desarrollo actual de las distintas labores y mediante el tratamiento estadístico de la información registrada en los logueos geotécnicos de los testigos de la zona baja y de los mapeos geotécnicos de los estudios previos realizados.

Según esto, las siguientes son las principales características estructurales de las discontinuidades tanto mayores como menores.

Fallas:

Las fallas tienen espaciamientos por lo general de 5 a 20 m y persistencia de decenas de metros hasta unas pocas centenas de metros. Estas fallas se ubican en todo el entorno al cuerpo Salvador, varias corren en forma paralela a la veta y también la cortan de manera perpendicular o diagonal. Las fallas presentan relleno de materiales de arcilla, panizo, brechas y materiales oxidados, con espesores de 5 a 50 cm siendo en otros casos de mayor espesor y en algunos tramos conformando las falsas cajas de la veta, las aperturas son menores a 5 mm; las superficies de las caras son lisas y presentan espejos de fallas. Estas fallas favorecen a la infiltración del agua.

Diaclasas:

Mineral

La roca mineralizada tiene las siguientes características estructurales: espaciamiento entre 6 a 20 cm y en algunos casos menores a 6 cm, la persistencia puede estimarse de 3 a 10 m, apertura variable menor a 1 mm, la rugosidad de las paredes es ligera a lisa con ciertas ondulaciones, el relleno es suave con presencia de arcilla y calcita de espesores de hasta 5 mm, las paredes de las

discontinuidades están moderadamente alteradas a muy alteradas en algunos casos, con presencia de humedad y superficies mojadas en algunos tramos dentro del tajeo.

Filita

Las características estructurales son: espaciamiento en el rango de 6 a 20 cm y menores a 6 cm, la persistencia se estima de 3 a 10 m, apertura menor de 1 mm a cerrada, presenta por lo general superficies lisas y en algunos casos ligera rugosidad, el relleno es suave con presencia de arcilla de espesores menores a 1 mm, las paredes de las discontinuidades están ligeramente alteradas, con presencia de humedad y superficies mojadas. La filita que se encuentra en el contacto con la zona mineralizada, se presenta con mayor fracturamiento, apertura y alteración de las paredes de las discontinuidades. En algunos casos en este contacto hay una ligera silicificación pero es local.

Metavolcánico

Sus características estructurales son: espaciamiento por lo general está entre 6 a 20 cm, persistencia de 3 a 10 m, apertura variable menor a 1 mm, la rugosidad de las paredes es ligera a lisa en algunos casos, el relleno es suave con presencia de arcilla y calcita, con espesores de hasta 2 mm, las paredes de las discontinuidades están ligera a moderadamente alteradas, con presencia de humedad y en otros casos superficies mojadas. El metavolcánico en el contacto con la veta en algunos casos presenta mayor alteración.







4.4. Clasificación geomecánica de la masa rocosa

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa se utilizó el criterio de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rocoso – 1989). Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta, fueron obtenidos conforme a los procedimientos señalados más adelante en la Sección 4.6.1 – Resistencia de la roca intacta.

Los valores del índice de calidad de la roca (RQD) fueron determinados mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson (1986), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal.

Por otro lado, se obtuvieron valores de RQD a partir de la información consignada en el logueo geotécnico de los testigos de las perforaciones diamantinas. El criterio de Bieniawski (1989) modificado para esta evaluación a fin de clasificar a la masa rocosa a la masa rocosa, se presenta en la siguiente tabla.

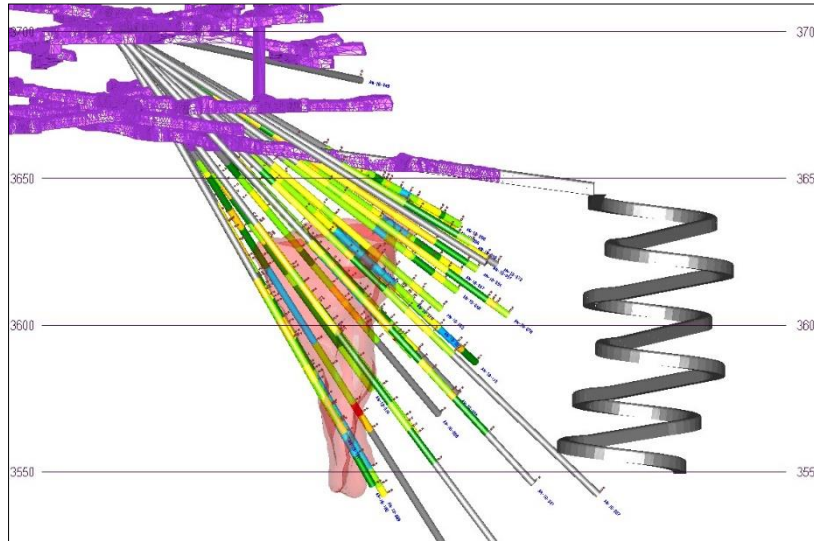
Tabla 10: Criterio para la clasificación de la masa rocosa

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

Fuente: Elaboración propia.

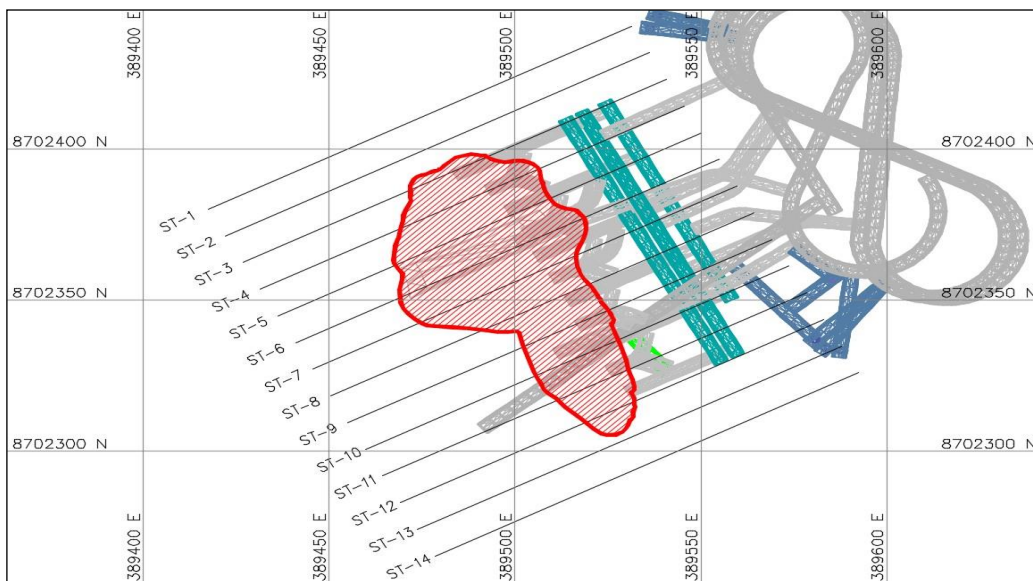
La fuente de información para clasificar a la masa rocosa del área de evaluación, ha sido principalmente la información registrada en el logueo geotécnico de los testigos rocosos realizados como parte de la exploración de dicho cuerpo, tal como se puede apreciar en la figura 19, además ha sido contrastada con la información encontrada en las labores subterráneas durante los trabajos de campo.

Figura 19: Distribución de sondajes realizados en el cuerpo Salvadora.



Para la visualización de los sondajes realizados para el Cuerpo Salvadora, se ha elaborado un serie de secciones tanto transversales y longitudinales con la finalidad de poder apreciar la calidad de la masa rocosa. La figura 20 muestra un plano en planta con la proyección del Cuerpo Salvadora y las respectivas trazas de las secciones transversales.

Figura 20: Contorno del Cuerpo Salvadora y ubicación de las trazas de secciones transversales.



Fuente: Departamento de Geomecánica.

Los resultados de la clasificación geomecánica se presentan en los formatos de los Anexos 3 y 4, además como ejemplo de la información de los sondajes con su respectiva calidad se aprecia en la figura 21, esta información se halla integrada en las láminas 3 al 25 que corresponde a las secciones de zonificación geomecánica transversal y longitudinal, así como en los planos de planta.

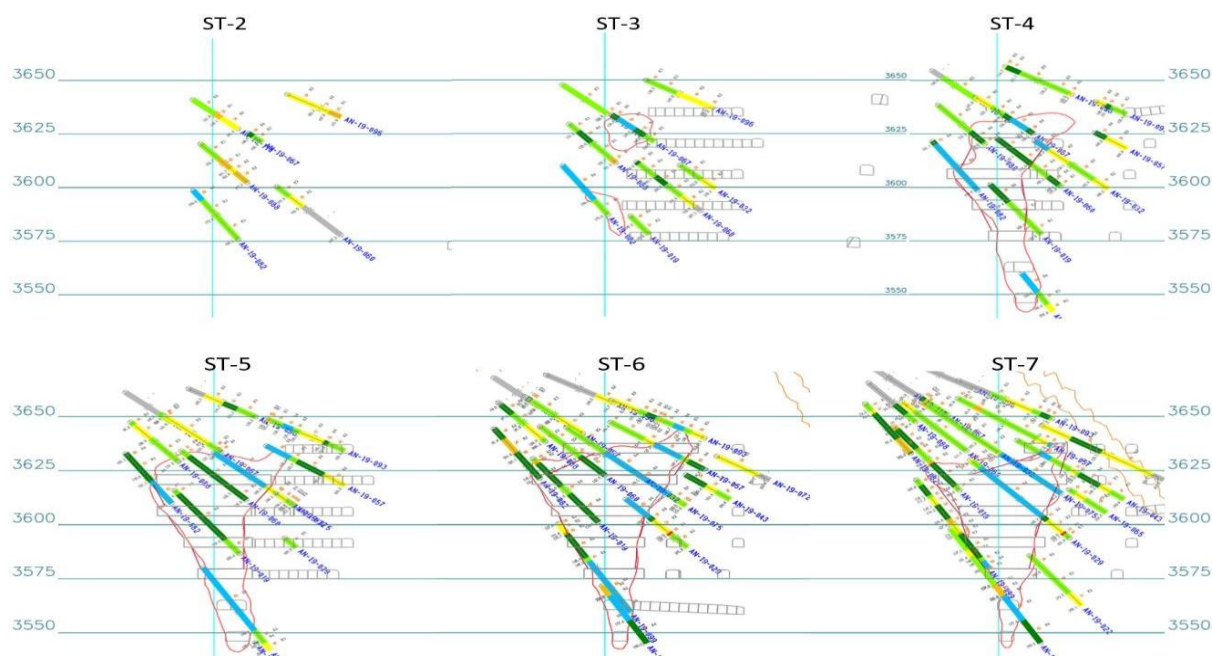
En la tabla 11 se muestran los rangos de la calidad de la masa rocosa tanto en el cuerpo Salvadora y sus cajas, donde la calidad varía generalmente desde la calidad Mala A (IVA) hasta la calidad Buena (II) en todos ellos, pero de manera local hay presencia de roca de calidad Mala B (IVB) y de manera muy puntual calidad Muy Mala (V).

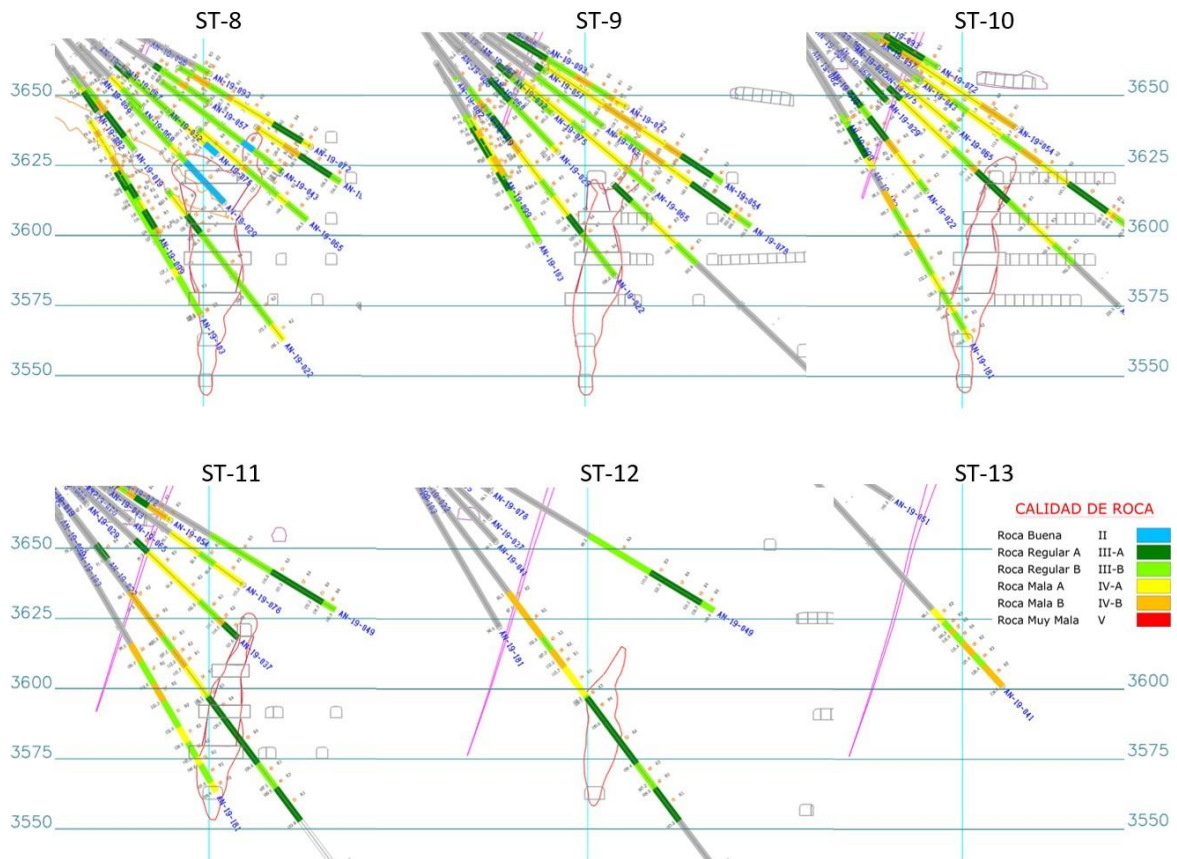
Tabla 11: Calidad de la masas rocosa por tipo de roca.

Sector	Litología	Rango RMR	Calidad de la masarocosa
Caja techo	Metavolcánico	22 – 62	IVB, IVA, IIIB, IIIA y II
Mineral	Mineral	42 – 64	IIIB, IIIA y II
Caja piso	Filita	19 – 53	V, IVB, IVA, IIIB y IIIA

Fuente: Elaboración propia.

Figura 21: Secciones transversales mostrando los sondajes con calidad de masa rocosa.





Fuente: Departamento de Geomecánica.

4.5. Zonificación geomecánica de la masa rocosa

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa bajo estudio esté dividida en áreas de características estructurales y mecánicas similares, debido a que los criterios de diseño y el análisis de los resultados serán válidos solo dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas similares. A consecuencia de ello, es práctica común en el diseño de excavaciones subterráneas delimitar el área de estudio en zonas geomecánicas o dominios estructurales.

De la fuente de información de logueo geotécnico de los testigos rocosos de los distintos sondajes, los cuales suman en total 25, se ha realizado un modelo de bloques bajo el parámetro RMR con la finalidad de poder encontrar la tendencia de la calidad de la masa rocosa en el mineral

y las cajas. Los resultados de esta zonificación geomecánica son mostrados en vistas de planta, secciones transversales y secciones longitudinales preestablecidas (ver láminas 3 al 25) para una mejor apreciación.

Para la zonificación geomecánica de la masa rocosa se han considerado los aspectos litológicos, geoestructurales y calidad de la masa rocosa para finalmente obtener la zonificación geomecánica, donde algunos ejemplos se muestra en la figura 22, a partir de ello podemos resumir dicha zonificación en el siguiente cuadro. Hay que tener en cuenta que la calidad estimada corresponde al **RMR básico**, es decir sin corrección.

Tabla 92: Resumen de la zonificación geomecánica.

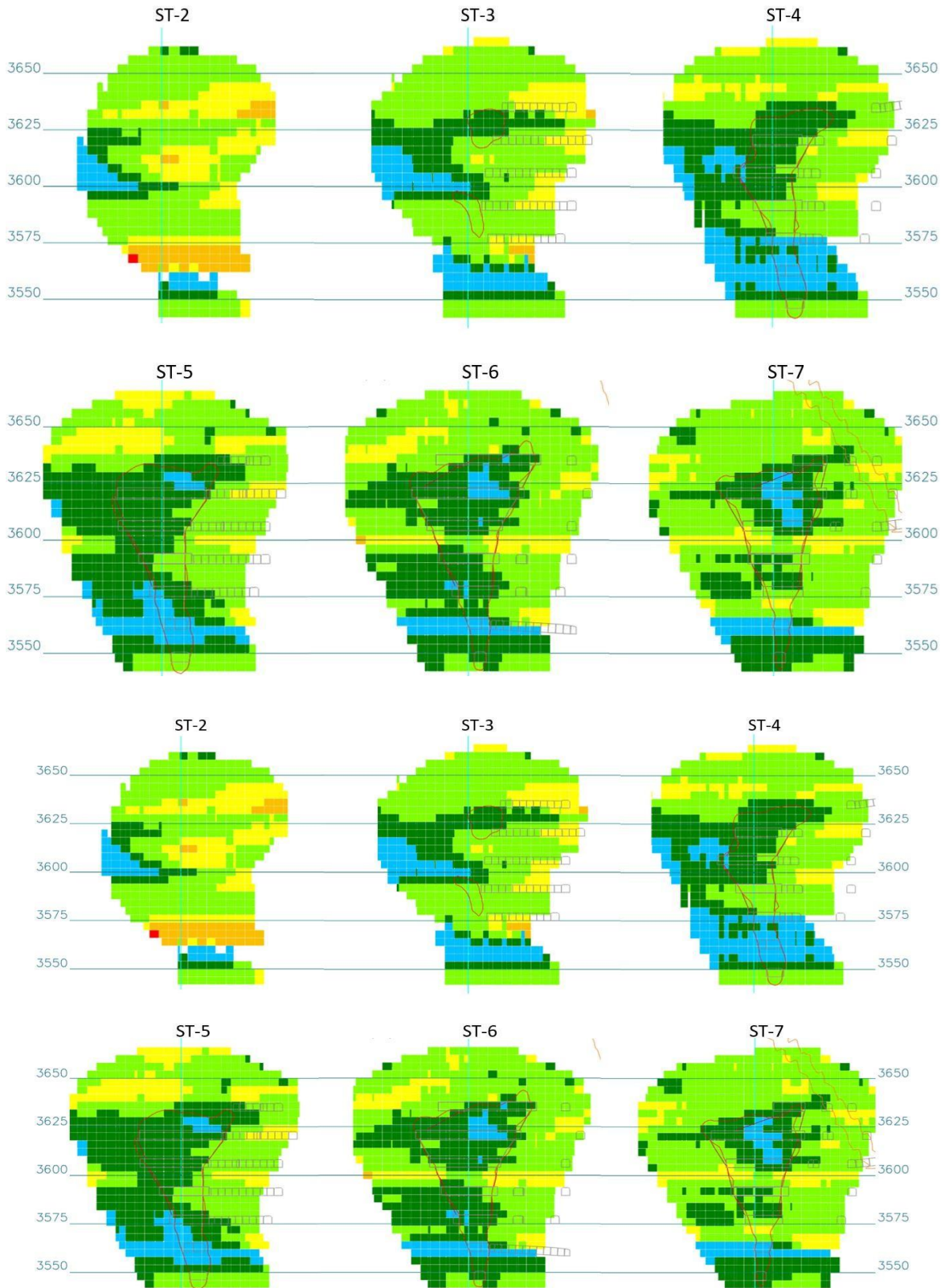
Sector	Litología	RMR promedio	Dominio estructural
Caja techo alejada	Metavolcánico	52	DE-III A
Caja techo inmediata	Metavolcánico	42	DE-III B
Mineral	Mineral	57	DE-III A
Mineral	Mineral	47	DE-III B
Caja piso inmediata	Filita	34	DE-IV A
Caja piso alejada	Filita	46	DE-III B

Fuente: Elaboración propia.

Durante el logeo geotécnico de los distintos sondajes, se aprecia que, entre los contactos del mineral son las cajas, existe tramos de masa rocosa alteradas cuya calidad es inferior al resto. Dichos tramos son de espesores que van desde 0.5 m hasta 1 m aproximadamente y que no aparece de manera continua a lo largo de todo el contacto.

Por lo dicho previamente, y debido al corto espesor de este tramos alterado, en los resultados de zonificación no llegan a ser apreciados, motivo por el cual se hace mención que en la tabla 13 están citados como caja techo inmediata y caja piso inmediata. A partir de los resultados de zonificación geomecánica obtenida, podemos mencionar los siguientes comentarios:

Figura 22: Resultados de la zonificación geomecánica en secciones transversales.

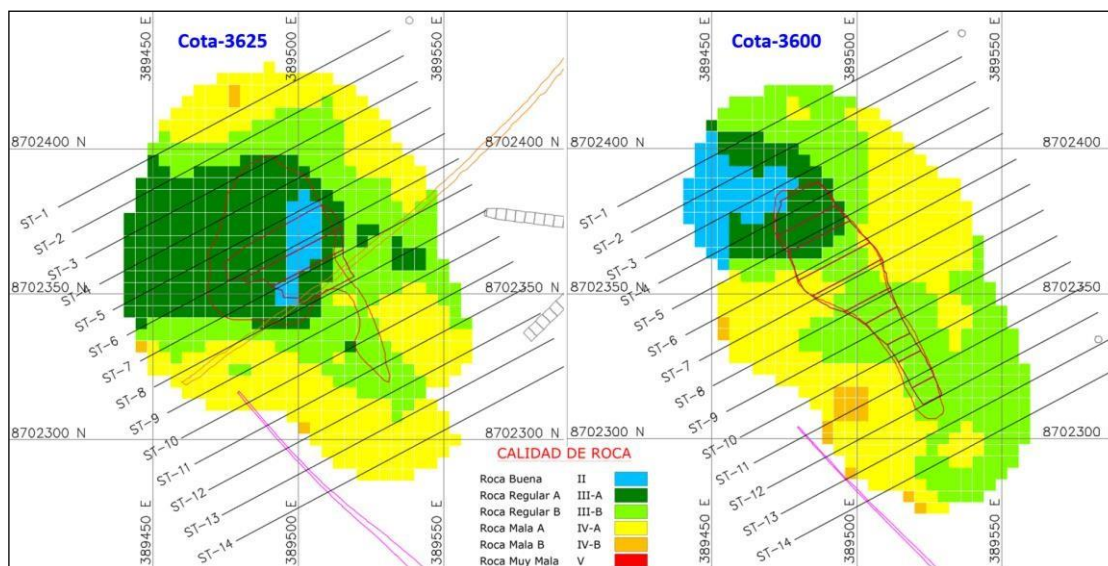


Fuente: Departamento de Geomecánica.

- ✓ En general la calidad de la masa rocosa mineralizada pertenece al dominio DE-III A seguido de DE-III B. De manera localizada hay presencia de calidad del dominio DE-II y DE-IV A.
- ✓ El mineral entre las secciones ST-4 y ST-8 presenta calidad DE-III A generalmente y de manera localizada hay calidad DE-III B, ubicado en la parte central del cuerpo, siendo este un poco más extenso en la sección ST-8. En la sección ST-3 donde corta el extremo Norte del cuerpo, se observa que el mineral aparece con calidad DE-III B.
- ✓ Entre las secciones ST-8 y ST-12, la calidad del mineral generalmente pertenece al dominio DE-III B. En estas secciones también se aprecia calidades de los dominios DE-III A y DE-IV A. La calidad DE-III A se encuentra mayormente en la base del cuerpo y la calidad DE-IV A se halla entre las cotas 3560 y 3570. Cabe indicar que desde la sección ST-9 hacia el Sur, el cuerpo se angosta y con menores anchos principalmente debajo de la cota 3575.
- ✓ La caja techo corresponde a la calidad DE-III A entre las secciones ST-4 y ST-6, en las demás secciones la calidad predominante es del dominio DE-III B. De manera localizada hay presencia de roca DE-IV A como se observa entre las secciones ST-10 y ST-12.
- ✓ Para el caso de caja piso, la calidad es más homogénea, se podría decir que es generalmente del dominio DE-III B, de manera localizada se observa la calidad DE-III A entre las secciones ST-4 y ST-8 debajo de la cota 3575.
- ✓ Otro aspecto a tener en cuenta es referente a la calidad de la masa rocosa en los extremos del cuerpo Salvador. En tal sentido, se puede apreciar que hacia el extremo NW del cuerpo la calidad dominante se halla el dominio DE-III B seguido del dominio DE-IV A. De modo similar, en el extremo SE del cuerpo, la calidad principalmente corresponde también al dominio DE-III B que se halla debajo de la cota 3600 y al dominio DE-IV A que se halla encima de la cota 3600.

En la figura 23 se presenta un ejemplo de la zonificación resultante en planta para las cotas 3625 y 3600. El trazo de color rojo es el contorno del manto mineralizado. En ella se llega apreciar que, de manera generalizada en el extremo NW del cuerpo, las condiciones geomecánicas son mejores en relación al extremo SE.

Figura 23: Resultados de la zonificación geomecánica en planta de las cotas 3625 y 3600.



4.6. Resistencia de la roca

4.6.1. Resistencia de la roca intacta

Uno de los parámetros más importantes para evaluar el comportamiento mecánico de la masa rocosa es la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta (σ_c) o denominada también UCS. Durante los trabajos de campo como parte del mapeo geomecánico de la masa rocosa y el logueo geotécnico de los testigos de los sondajes diamantinos, se llevaron a cabo ensayos de golpes con el martillo de geólogo siguiendo las normas de la ISRM a fin de estimar la resistencia compresiva de la roca intacta los mismo que están citados en los formatos de los Anexos 3 y 4.

Por otro lado para estimar la resistencia compresiva sea requerido realizar ensayos de mecánica de rocas en un laboratorio externo, para este fin, durante los trabajos de campo en la mina,

se ha realizado un muestreo sistemático de testigos rocosos de las principales litologías con la finalidad de realizar varios tipos de ensayos. Para el caso de la resistencia compresiva, se han realizado ensayos de compresión uniaxial, carga puntual, constantes elásticas y compresión triaxial. En el siguiente cuadro, se muestra los resultados de UCS.

Tabla 103: Resultados de ensayos de compresión uniaxial

Sondaje	Profundidad (m)	Litología	Resistencia a la Compresión Uniaxial (MPa)
	69.30 – 69.50	M-1/Metavolcán.	50.64
DDH-U-AN-19-099	106.40 – 106.70	M-2/Metavolcán.	43.26
	122.20 – 122.60	M-3/Filita	47.38
DDH-U-AN-19-103	183.05 – 183.50	M-11/Filita	24.04

Fuente: Elaboración propia.

Los resultados obtenidos en los ensayos de carga puntual I_s están normalizados a diámetro 50 mm, dichos ensayos realizados se hallan consignados en el Anexo 5. En la siguiente tabla se muestran los resultados de carga puntual y en la tabla 15 lo correspondiente a ensayos de constante elástica.

Tabla 114: Resultados de ensayos de carga puntual.

Sondaje	Profundidad (m)	Litología	$I_s(50)$ (MPa)	σ_c (MPa)
DDH-U-AN-19-099	153.70 – 154.00	M-4/Metavolcán.	3.75	82.39
	165.90 – 166.15	M-5/Metavolcán.	2.39	52.63
DDH-U-AN-19-103	95.90 – 96.30	M-7/ Metavolcán.	2.89	63.47
	173.20 – 173.50	M-9/Mineral	3.59	78.89
	175.00 – 175.30	M-10/Mineral	3.19	70.26

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 125: Resultados de ensayos de constantes elásticas.

Sondaje	Profundidad (m)	Litología	Resistencia a la Compresión Uniaxial (MPa)	Módulo de elasticidad "E" (GPa)	Relación de Poisson "ν"
DDH-U-AN-19-099	106.40 – 106.70	M-2/Metavolcán.	83.92	24.15	0.28
DDH-U-AN-19-103	183.05 – 183.50	M-11/Filita	21.67	14.58	0.24

Fuente: Elaboración propia.

En los resultados de los ensayos de compresión triaxial, además de obtenerse los valores de resistencia compresiva uniaxial, dichos ensayos reportan valores de la constante "m_i" del criterio de falla de Hoek & Brown (2002-2006) y los parámetros de resistencia al corte de Mohr Coulomb: cohesión y ángulo de fricción, todos estos parámetros correspondientes a la roca intacta. En la tabla 16 se indican estos resultados obtenidos.

Tabla 16: Resultados de ensayos de compresión triaxial

Sondaje	Profundidad (m)	Litología	σ _c (MPa)	Constante "m _i "	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción (°)
DDH-U-AN-19-099	105.30 – 105.70	M-2/Metavolcán.	44.60	15.10	9.99	45.17

Fuente: Elaboración propia.

Además, se realizaron ensayos de resistencia a la tracción mediante el método brasilero "tracción indirecta", cuyos resultados están señalados en la tabla 17.

Tabla 17: Resultados de ensayos de tracción indirecta.

Sondaje	Profundidad (m)	Litología	Resistencia a la tracción (MPa)
DDH-U-AN-19-099	66.70 – 66.90	M-1/Metavolcán.	9.02
	193.00 – 193.40	M-6/Filita	6.93

Fuente: Elaboración propia.

Adicionalmente, para la roca intacta se realizaron en dos oportunidades ensayos de propiedades físicas, los cuales han permitido conocer principalmente la densidad de las rocas, además de los otros parámetros físicos. Dichos resultados son presentados en el Anexo 5, y en la

tabla 18, en estos ensayos se obtuvieron como datos de salida la porosidad, la absorción y la densidad de las muestras de roca intacta.

Tabla 18: Resultados de ensayos de propiedades físicas de la roca intacta.

Sondaje	Profundidad (m)	Litología	Porosidad Aparente (%)	Contenido de humedad (%)	Densidad Seca (g/cm ³)	Peso Específico Aparente (kN/m ³)
DDH-U-AN-19-099	66.50 – 66.70	M-1/Metavolcán.	0.60	0.20	2.78	27.32
	122.20 – 122.60	M-3/Filita	1.59	0.55	2.82	27.76
	153.70 – 154.00	M-4/Mineral	3.03	0.85	3.49	34.54
DDH-U-AN-19-103	95.90 – 96.30	M-7/ Metavolcán.	2.18	0.74	2.87	28.34
	170.20 – 170.40	M-8/Mineral	2.99	0.86	3.39	33.50

Fuente: Elaboración propia.

4.6.2. Resistencia de las discontinuidades

Desde el punto de vista de la estabilidad controlada por las discontinuidades estructurales, es importante conocer las características de resistencia al corte de las discontinuidades, ya que éstas constituyen superficies de debilidad de la masa rocosa y por tanto planos potenciales de falla.

La resistencia al corte en este caso, está regida por los parámetros de fricción y cohesión de los criterios de falla Mohr-Coulomb. Estos parámetros fueron determinados mediante ensayos de corte en laboratorio de mecánica de rocas, los cuales también están mostrados en el Anexo 5 y un resumen en la tabla 20. Cabe indicar que los resultados de los valores del ángulo de fricción han resultado bastante bajos, razón por la que dentro de los análisis posteriores se debe asumir algunas referencias de proyectos similares para ajustar dichos valores.

Tabla 19: Resultados de ensayos de corte directo.

Sondaje	Profundidad (m)	Litología	Tipo de discontin.	Cohesión (MPa)	Ángulo de Fricción (°)
DDH-U-AN-19-099	67.55 – 67.90	M-1/Metavolcán.	Simulada	0.143	14.17
	122.20 – 122.60	M-3/Filita	Simulada	0.136	15.80
DDH-U-AN-19-103	170.20 – 170.40	M-8/Mineral	Simulada	0.143	25.06
	183.05 – 183.50	M-11/Filita	Simulada	0.096	14.92

4.6.3. Resistencia de la masa rocosa

Para estimar los parámetros de resistencia de la masa rocosa, se utilizó el criterio de falla de Hoek & Brown (2002, 2006), con el programa ROCLAB de Rocscience Inc. (2013). Para ello se ha considerado la calidad de la masa rocosa involucrada con cada dominio estructural (procedente de la tabla 13), resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta, y constante “ m_i ” de la roca intacta, todos ellos desarrollados en la presente evaluación. Para el caso de la resistencia compresiva, se ha considerado los valores representativos de resultados de laboratorio correlacionando con las observaciones realizadas durante los trabajos de campo.

En la tabla 20 se presentan los parámetros de resistencia de lamasa rocosa. Cabe indicar que los valores de GSI, están estimados a partir del RMR básico (es decir sin corrección).

Tabla 20: Parámetros de resistencia de la masa rocosa.

Litología	GSI*	σ_{ci} (MPa)	ρ (kN/m ³)	“ m_i ”	m_b	S_{mr}	E_{mr} MPa	V
Metavolcánico	52	50	28.0	15	2.701	0.00483	6916	0.33
Metavolcánico	42	40	28.0	15	1.890	0.00159	2927	0.34
Metavolcánico	35	30	28.0	15	1.472	0.00073	1361	0.35
Mineral	57	70	34.0	13	2.799	0.00841	12663	0.33
Mineral	47	50	34.0	13	1.958	0.00277	4076	0.34
Mineral	35	40	34.0	13	1.276	0.00073	1815	0.35
Filita	46	40	27.8	9	1.308	0.00249	5253	0.34
Filita	34	20	27.8	9	0.852	0.00065	1166	0.35
Filita	25	15	27.8	9	0.618	0.00024	494	0.38

Fuente: Elaboración propia.

Donde:

GSI: Calidad de la masa rocosa $GSI = RMR$ (para condiciones húmedas).

σ_{ci} : Resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta.

ρ : Densidad de la roca intacta.

m_i : Constancia de la roca intacta.

m_b : Constante de la masa rocosa.

S_{mr} : Constante de la masa rocosa.

E_{mr} : Módulo de deformación de la masa rocosa.

ν : Relación de Poisson de la masa rocosa

En todos los casos para la estimación de estos valores se ha asumido un factor de perturbación de 0.4 por efecto de daño de la voladura, lo que indica un grado intermedio de afectación por este aspecto. Para el caso de la roca metavolcánica y el mineral de calidad Regular B, la profundidad considerada es de 750 m, para el resto de litologías, la profundidad es de 850 m (la profundidad aumenta hacia el SW).

Para los modelamientos numéricos a realizarse, también se requiere conocer las propiedades de la losa de relleno cementado (concreto armado), para ello se deben considerar la utilización de los siguientes criterios y parámetros:

Resistencia compresiva no confinada del concreto = f'_c

Módulo de elasticidad = $15,000 (f'_c)^{0.5}$ en kg/cm²

Resistencia no confinada del concreto = 16 MPa

Resistencia a la tensión = $0.1 f'_c$

Cohesión = $0.24 f'_c$

Angulo de fricción = 35° a 40° .

Estos criterios están basados en el RNE (Reglamento Nacional de Edificaciones) y también en las publicaciones de Pakalnis et al UBC Abril 2015.

El criterio de falla utilizado para la losa en los modelamientos numéricos es el de Mohr Coulomb y para establecer el parámetro ángulo de dilatación se considera un valor de $2/3$ del ángulo de fricción.

4.7. Condiciones de agua subterránea

La presencia del agua dentro de la masa rocosa, influye adversamente en las condiciones de estabilidad de las labores subterráneas. Su principal efecto es la presión que ejerce en las discontinuidades, disminuyendo la resistencia al corte y por tanto disminuyendo el factor de seguridad o grado de estabilidad, por ello es importante tomarlo en cuenta.

Uno de los problemas principales de Mina Andaychagua es la presencia del agua, que conjuntamente con la roca de calidad mala del mineral y las cajas, complican las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado.

Se puede observar en el trabajo día a día la presencia importante de agua subterránea, en los tres niveles inferiores se observan condiciones húmedas, goteo y goteo intenso con ligero flujo.

Hacia el lado SW del cuerpo Salvadora se observa condiciones húmedas, en la parte central se observa condiciones de goteo y hacia el extremo NE se observa goteo intenso a ligero flujo. Se puede inferir que el agua viaja a través de la falla Andaychagua de NE a SW por las observaciones de campo.

4.8. Esfuerzos in-situ

En el campo de esfuerzos en la Unidad de Andaychagua, de Compañía Minera Volcan S.A.A. fue estudiado en 2 distintos niveles como indica el informe de medición de esfuerzos in situ con nombre “Informe Final Medición de Esfuerzos In Situ” (Ingeroc 2013) y en 3 diferentes puntos.

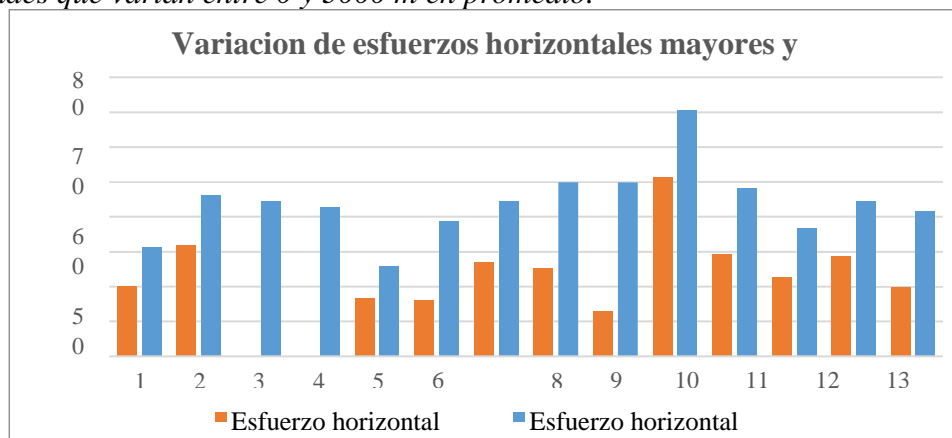
Dos estaciones se situaron en el nivel 900 (600 m de profundidad) y la restante se situó en el nivel 1100 (800 m de profundidad).

La técnica empleada fue Overcoring con celda triaxial CSIRO tipo *Hollow Inclusion*. Los valores de σ_1 para 600 m de profundidad varían desde 10 MPa a 30.93 MPa y a una profundidad de 800 m el valor de σ_1 es de 35.51 MPa con buzamientos de 43°, 14° y 26° respectivamente. En contraste a estos valores, al considerar la columna litológica de los puntos de medición y un peso específico de 28 kN/m³ la resultante entrega una componente vertical de esfuerzos de 16.8 MPa y 22.4 MPa respectivamente; valores que difieren desde 3 MPa hasta 7 MPa según las componentes verticales presentadas en dicho informe.

Las magnitudes de esfuerzos determinados a través de este procedimiento (Ingeroc 2013) entregan valores muy variables en función a la profundidad y, las direcciones de los esfuerzos principales no encuentran una tendencia que siga alguna correlación asumible. Por tal motivo, los valores del campo de esfuerzos del informe referido fueron analizados en conjunto con la Gerencia y Jefatura de Geomecánica de Volcan S.A.A. para determinar el valor más representativo del campo de esfuerzos en el que se encuentra dicho cuerpo.

Según la teoría y la experiencia en varios estudios de medición de esfuerzos in situ, resumidos en la tabla 21, uno de los esfuerzos principales se alinea a la vertical y, por condición de equilibrio las demás componentes principales caen cercanamente en el plano horizontal. La variación promedio de los esfuerzos horizontales en función del esfuerzo vertical está entre $k_H = 1.8$ y $k_h = 1.0$, (k_H y k_h son los coeficientes para el esfuerzo horizontal mayor y menor), vs el esfuerzo vertical según la recopilación citada, como se aprecia en la figura 24.

Figura 24: Variación de esfuerzos horizontales (mayores y menores), en distintos proyectos a profundidades que varían entre 0 y 3000 m en promedio.



Fuente: Departamento de Geomecánica.

Tabla 21: Recopilación de estudios de medición de esfuerzos (modificado Amadei and Stephansson 1997).

z (m)	σ_v	σ_H	Sh	kH	kh	Referencia	Fuente	Profundidad estudiada (m)
850	24.51	31.23	20.26	1.27	0.83	Rummel (1986)	Worls stress data	500-3000
850	24.51	46.08	31.78	1.88	1.30	Herget (1987)	Canadian Shield	0-2200
850	24.51	44.55	--	1.82	--	Voight (1966a)	World data	0-1000
850	24.51	42.90	--	1.75	--	Voight (1966a)	World data	0-800
850	24.51	25.85	16.70	1.05	0.7	Haimson (1977)	Michigan Basin	0-5000
850	24.51	38.80	16.20	1.58	0.7	Pine and Kwakwa (1989)	Carmenellis granite Cornwall UK	0-2000
850	22.61	44.67	27.10	1.98	1.2	Arjang (1989)	Escudo Canadiense	0-2000
850	23.76	49.95	25.35	2.1	1.1	Baumgartner et al (1993)	Taladro piloto KTB	800-3000
850	24.51	49.95	13.06	2.04	0.5	Baumgartner et al (1993)	Taladro Cajon Pass	800-3000
850	24.51	70.64	51.37	2.88	2.1	Stephansson (1993)	Fennoscandia overcoring	0-1000
850	24.51	48.31	29.31	1.97	1.2	Stephansson (1993)	Overcoring Leeman-Hiltscher	--
850	24.51	36.72	22.60	1.5	0.9	Stephansson (1993)	Fracturamiento Hidraulico	0-1000
850	24.51	44.44	28.77	1.81	1.2	Stephansson (1993)	Overcoring Leeman-Type	0-1000
850	23.76	41.50	19.88	1.75	0.8	Te Kamp, Rummel and Zoback (1995)	Taladro KTB	0-9000

Fuente: Elaboración propia.

El cuerpo Salvadora cruza transversalmente a la quebrada del mismo nombre, por esta razón, si consideramos la sección longitudinal, la parte central del cuerpo esta ubicada alineada con el fondo de la quebrada (río Andaychagua) y los lados NE y SW están alineados con las laderas de la quebrada. La profundidad promedio de las áreas de minado ubicadas en la parte central del cuerpo es de alrededor de 850 hasta el Nv. 3600. Debido a esta profundidad se anticipa que los esfuerzos serán de magnitudes moderadas a altas y que la influencia de estos en las excavaciones futuras, será un factor determinante a considerar para la estabilidad de las mismas. En la tabla 22 se presenta la ubicación de los sitios de medición.

Tabla 22: Ubicación de los sitios de medición de esfuerzos in-situ

Sitio	Ubicación	Litología	Profundidad (m)	Azimut	Inclinac.
1	Nivel 900 Oeste, XC-04	Filita	600	63°	3°
2	Nivel 1100, Rampa 06	Volcánico	800	131°	4°
3	Nivel 900, XC-1225	Volcánico	600	127°	2°

Fuente: Elaboración propia.

De los tres sitios de medición, los valores obtenidos no muestran correlación por lo que no se puede afirmar alguna tendencia de magnitudes de esfuerzos. En el siguiente cuadro se muestra los resultados obtenidos de cada sitio.

Tabla 23: Resultados de mediciones de esfuerzos in-situ

Sitio	Ensayo	σ_1	Azimut	Inclinac.	σ_2	Azimut	Inclinac.	σ_3	Azimut	Inclinac.
1	1 y 2	10.02	109.30	43.50	8.56	346	29.80	4.30	235.50	31.80
2	1 y 2	35.12	56.70	26.00	16.51	288	51.70	13.51	160.40	25.90
3	1 y 2	30.93	177.80	13.80	29.50	276	31.90	22.36	67.50	54.50

Fuente: Elaboración propia.

Los valores obtenidos pueden dar una aproximación de los valores de esfuerzos a dichas profundidades y tipos de roca. Si bien los resultados en los tres sitios no muestran una tendencia

del sentido y magnitud de esfuerzos, puede tenerse como referencia para interpolar algunos valores posibles de esfuerzos en otras profundidades.

En la Figura 25 se muestra la representación estereográfica de los esfuerzos obtenidos en los distintos niveles de medición. Para un mejor análisis en este tema, se puede revisar el informe presentado por INGEROC PERU S.A.C. a Volcan Compañía Minera S.A.A.

En base a los ensayos 1 y 2 del sitio 2, y 2 del sitio 3, se establece el siguiente modelo de esfuerzos que será utilizado en el modelamiento numérico a realizarse:

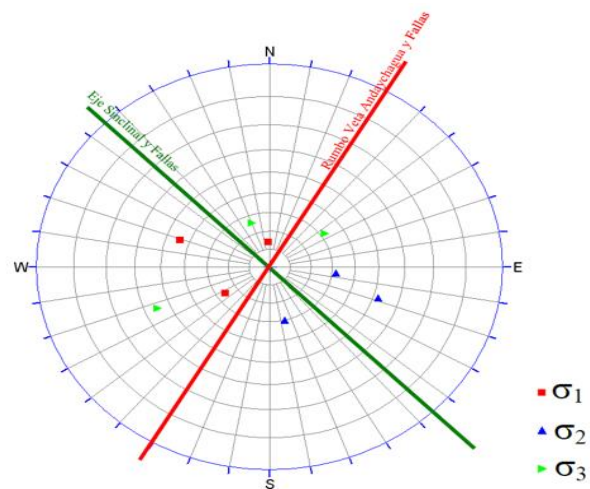
$$\sigma_v = 0.027 * z$$

$$k_{ns} = 0.96$$

$$k_{ew} = 1.37$$

Donde: σ_v es el esfuerzo vertical en [MPa], z es la profundidad en [m], k_{ns} y k_{ew} son las relaciones entre esfuerzo horizontal y vertical para las direcciones norte-sur y este-oeste, respectivamente.

Figura 25: Representación estereográfica de los resultados de medición de esfuerzos in-situ.



Fuente: Departamento de Geomecánica

4.9. Análisis de diseño sobre las condiciones de estabilidad

4.9.1. Generalidades

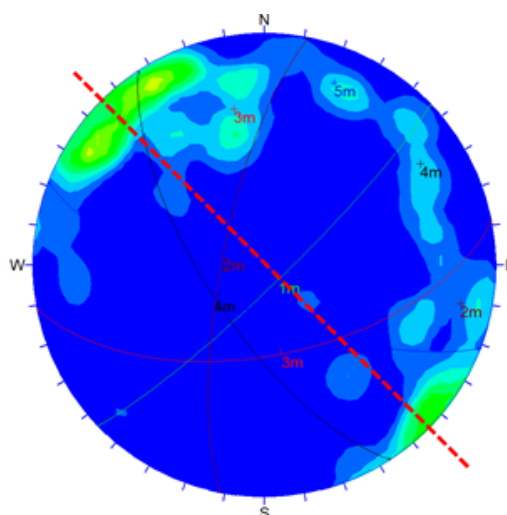
En este capítulo se desarrollan los “análisis de diseño” para evaluar las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado, integrando toda la información desarrollada en el modelo geomecánico de las cuales como: direcciones preferenciales de avance de las excavaciones; aberturas máximas de las excavaciones; sostenimiento; estabilidad estructural controlada; estabilidad controlada por esfuerzos, presentado en páginas anteriores y considerando la geometría de las excavaciones.

Los análisis de estabilidad involucraron la investigación de los posibles mecanismos de falla de la masa rocosa circundante a las excavaciones, tomando en cuenta la geometría de estas últimas, las características de resistencia de la misma y la influencia de los esfuerzos.

4.9.2. Direcciones preferenciales de avance de las excavaciones

Las condiciones más favorables para la estabilidad ocurren cuando se avanzan las excavaciones en forma perpendicular al sistema principal de discontinuidades estructurales, según los datos estructurales encontrados, se observa que existe un sistema principal con rumbo promedio de NE-SW y otros con menor presencia de distintos rumbos. Según el estereograma compuesto, se aprecia que la dirección preferencial ocurre cuando se avanzaría en dirección NW-SE, debido a que se cruza de modo perpendicular al sistema principal. Otras direcciones que también favorecen a la estabilidad son las direcciones NS y EW. En consecuencia, la dirección menos favorable sería el alineamiento NE-SW, esto también permitirá la utilización de menor cantidad de sostenimiento y facilitará a mejorar la velocidad de minado, por lo que es recomendable adoptar estas direcciones en la medida que sean posibles.

Figura 26: *Dirección preferencial de avance de excavación.*



Fuente: Elaboración propia.

4.9.3. Aberturas máximas de las excavaciones

Para llevar acabo esta evaluación, las excavaciones han sido divididas entres categorías: excavaciones permanentes, excavaciones temporales y Tajeos.

4.9.3.1. Excavaciones permanentes

Se incluyen aquí excavaciones como: rampas, galerías de nivel, cámaras de chancado, talleres de mantenimiento, estaciones de bombeo, comedores, polvorines y otros de importancia que tengan muchos años de operación. En este tipo de excavaciones deberá instalarse un sostenimiento también permanente, que sea resistente a la corrosión y que sea capaz de soportar cargas adicionales debidas a los cambios de las condiciones de esfuerzos a lo largo de la vida de la mina.

Según los resultados de la clasificación y de la zonificación geomecánica del cuerpo en evaluación, las excavaciones permanentes podrían estar ubicados en los sectores donde la calidad de la masa rocosa sea mayor, es decir en los dominios DE-III A y DE-II, y en el peor de los casos en DE-III B. Las zonas con calidad del dominio DE-III A se halla hacia el lado W del cuerpo y los del

dominio DE-IIIB se hallan en el lado S y E. Por las características morfológicas de la mineralización y sus relaciones espaciales con las vetas Andaychagua y Adriana, las labores permanentes tendrían que ubicarse al E del Cuerpo Salvador.

Si consideramos el criterio dado en la tabla 11 del capítulo anterior para clasificar a la masa rocosa del yacimiento, podemos establecer las siguientes aberturas máximas promedio sin sostenimiento sistemático de excavaciones para los diferentes rangos de valores RMR como se aprecia en la tabla 24, tomando además la profundidad donde se halla ubicado el minado (aproximadamente 850m).

Tabla 24: Aberturas máximas de las excavaciones permanentes.

Dominio	Rango RMR	Promedio RMR	Abertura promedio (m)	Tiempo de autosostenimiento
DE-II	> 60	65	7	1.5 meses
DE-IIIA	51 – 60	55	4.5	12 días
DE-IIIB	41 – 50	45	3	2 días
DE-IVA	31 – 40	35	2	7 horas

Fuente: Elaboración propia.

Si consideramos los valores de calidad de la masa rocosa reportados en el capítulo anterior, utilizando el criterio de Bieniawski (1989), se estima que la abertura máxima sin sostenimiento sistemático para masas rocosas de calidad Regular A (IIIA) es de 4.5 m aproximadamente, en este caso, las aberturas con estas dimensiones o menores necesitarán solo sostenimiento esporádico según lo requiera la roca localmente.

4.9.3.2. Excavaciones temporales

Se incluye aquí las labores como cruceros y galerías de perforación en los subniveles, que son excavaciones temporales del tipo de ingreso de personal dentro de las mismas, de tamaño

suficientemente pequeño para permitir realizar un buen desatado periódico o reforzarla adicionalmente. También para este caso se pueden considerar excavaciones de hasta 5 m de ancho.

También se ha estimado las dimensiones de las excavaciones que pueden ser expuestas sin uso de sostenimiento sistemático, citadas en la tabla 25, donde se indica los estimados de aberturas máximas y los tiempos de autosostenimiento para labores temporales de las excavaciones, el cual cubre el rango de calidades de masa rocosa que pueden presentarse en el minado del Cuerpo Salvadora, para ello se ha considerado relacionar los valores promedio de RMR y un valor de ESR igual a 3.5.

Tabla 25: Aberturas máximas de las excavaciones temporales.

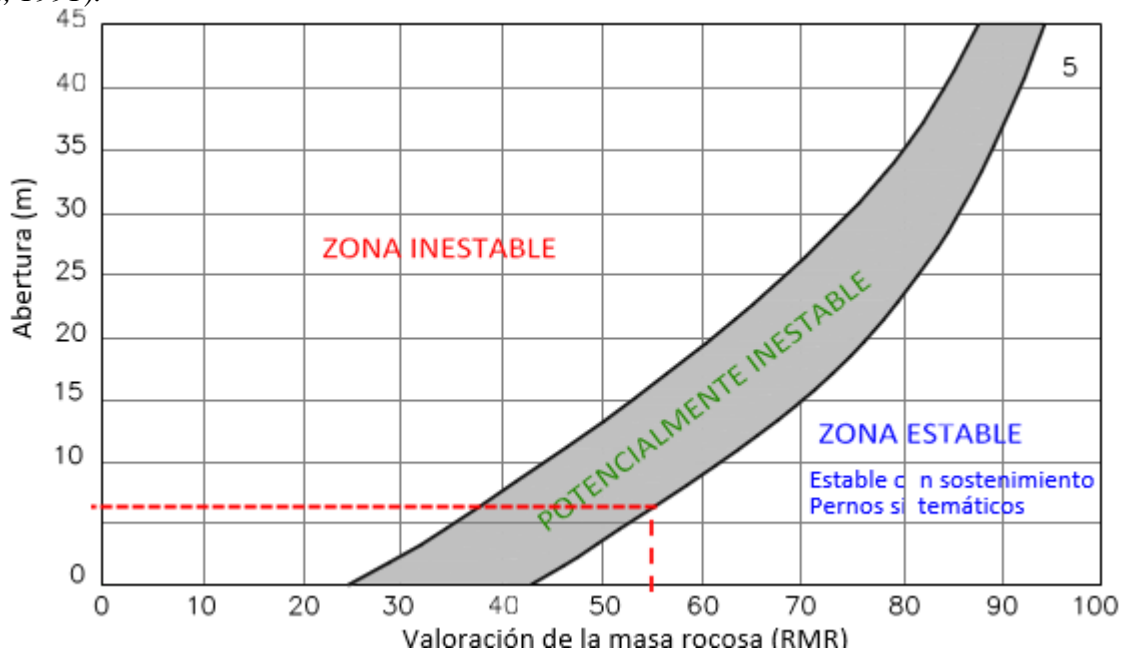
Dominio	Rango RMR	Promedio RMR	Abertura promedio (m)	Tiempo de autosostenimiento
DE-II	> 60	65	15	2 semanas
DE-III A	51 – 60	55	10	2 días
DE-III B	41 – 50	45	6.5	9 horas
DE-IV A	31 – 40	35	4	< 2 horas

Fuente: Elaboración propia.

4.9.3.3. Tajeos

Para determinar las dimensiones de los tajeos consideramos aquí las dos siguientes modalidades: primero, del tipo de ingreso del personal dentro del tajeo, y segundo, del tipo de ingreso del personal dentro del tajeo. En este caso podemos estimar la abertura máxima utilizando el criterio de Lang et.al. (1991), según el gráfico de la Figura 27, elaborado a partir de 172 casos históricos tomados de excavaciones subterráneas temporales cubriendo una amplia gama de condiciones de roca.

Figura 27: Gráfico de Estabilidad para excavaciones del tipo ingreso del personal (Según Lang et.al., 1991).



Hay que tener en cuenta que este gráfico no ha sido elaborado para minas profundas, en consecuencia, hay que ser conservadores al utilizar este gráfico para el caso del cuerpo Salvadora, por lo que esta información es solo referencial.

Aplicación del Método Gráfico de Estabilidad – MGE

Para este mismo segundo caso, para excavaciones del tipo de no ingreso del personal dentro del tajeo, en el dimensionamiento de éstos podemos utilizar el Método Gráfico de Estabilidad (MGE), tal como aparece en la publicación de Hoek, Kaiser y Bawden (1995) – Ref. 9. Este método fue desarrollado por Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992), siguiendo los trabajos iniciados por Mathews et. al. (1981).

La Información sobre la estructura y resistencia de la masa rocosa, los esfuerzos alrededor de la excavación, el tamaño, forma y orientación de la excavación, es utilizada para determinar si

el tajeo será estable sin sostenimiento, o con sostenimiento, o inestable aún con sostenimiento. El método también es adecuado para el dimensionamiento del reforzamiento con cablebolting.

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

El número de estabilidad N' se define como:

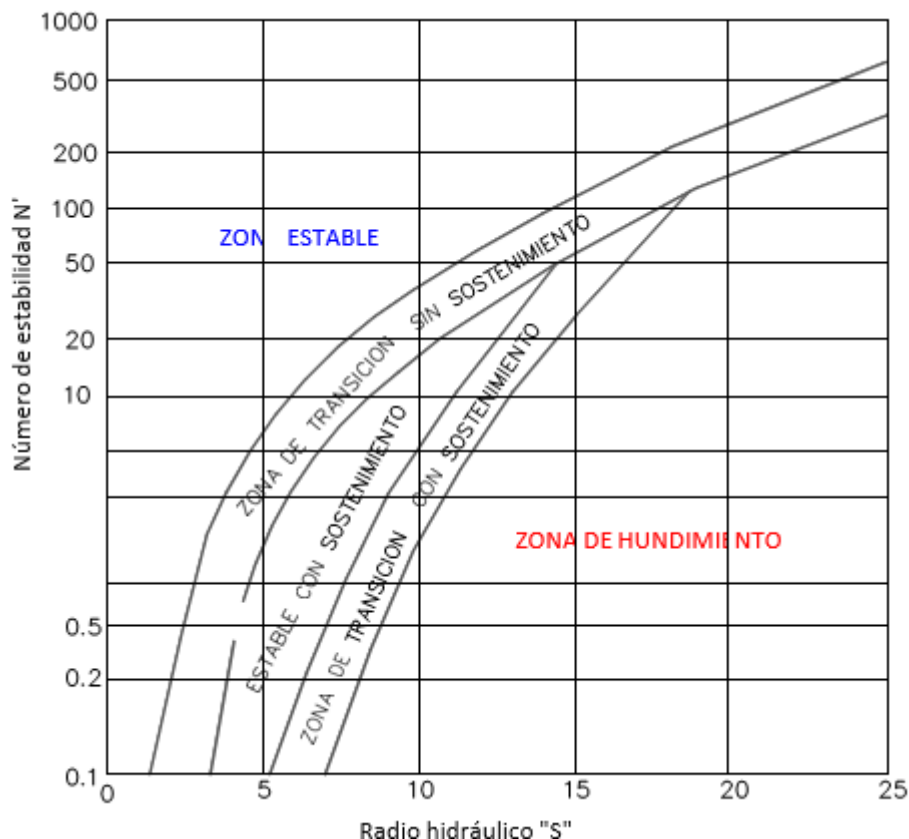
$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Donde:

- Q' es el Índice de Calidad Tunelera Q modificado
- A es el factor de esfuerzo en la roca
- B es el factor de ajuste por orientación de las juntas
- C es el factor de ajuste gravitacional

El factor de forma o radio hidráulico S , para la superficie del tajeo bajo consideración, se obtiene dividiendo el “área de la superficie analizada” entre el “perímetro de la superficie analizada”. Usando los valores del número de estabilidad N' , y el radio hidráulico S , se puede estimar la estabilidad de un tajeo utilizando el “gráfico de estabilidad”, presentado en la siguiente figura 28:

Figura 28: Gráfico de Estabilidad. Según Potvin (1988), modificado por Nickson (1992).



Para el caso del Cuerpo Salvadora, desde el punto de vista operativo, se ha planificado realizar el minado con tajeos alineados con azimut 242° lo cual representa entrar de modo perpendicular al rumbo del cuerpo. Bajo este escenario, en la mina Andaychagua se ha planteado un diseño de conformación de tajeos de 19 m de altura y anchos de 7 y 10 m. A partir de la zonificación geomecánica realizada en el cuerpo Salvadora, se tiene definidos calidades típicas de RMR que aparece dentro del mineral. Utilizando toda la información concerniente a calidad, resistencia compresiva, aspecto estructural y geometría de los tajeos propuesta, se han realizado varias alternativas de dimensiones para los tajeos, para distintas condiciones de estabilidad.

Cabe indicar que además de las dimensiones propuestas, se ha analizado otras dimensiones tanto en ancho y en alturas de tajeos. Para el techo se han analizado anchos de 7, 10, 12 y 15 m, y en el caso de

las paredes, estos han sido 19, 21, 24 y 27 m. En los distintos análisis realizados, varias longitudes de tajeos fueron evaluados y los resultados fueron ploteados en el Gráfico de Estabilidad, observándose si el diseño cae en la región “estable sin sostenimiento” (ESS), “estable con sostenimiento opcional” (ESO) o “estable con sostenimiento obligatorio” (ECS), o en la región de “hundimiento”. En la tabla 26 se presenta el resumen de las dimensiones encontradas.

Tabla 26: Dimensiones máximas de longitud de Tajeos abiertos.

Condición de estabilidad	Análisis en el mineral							
	Ancho de tajeo =				Altura de pared =			
	7 m	10 m	12 m	15 m	19 m	21 m	24 m	27 m
<i>Calidad de masa rocosa DE-III A</i>								
ESS	11	9	8	7	17	16	15	13
ESO	40	30	20	15	35	32	27	23
ECS	100	60	40	27	45	41	36	30
<i>Calidad de masa rocosa DE-III B</i>								
ESS	8	6	6	5	10	9	8	8
ESO	30	20	15	12	23	20	18	16
ECS	70	40	30	23	36	32	26	22

Fuente: Departamento de Geomecánica

Hay que tener presente que los análisis en las paredes corresponden a paredes verticales, dichas paredes estarán generalmente siempre en mineral, a excepción de los tajeos que se hallan hacia los extremos NW y SE de dicho cuerpo. Para una mejor comprensión de la información de la tabla 26, citaremos un ejemplo, si consideramos una calidad del dominio DE-III A, para un tajeo de 10 m de ancho podemos obtener un tajeo de hasta 30 m en la condición ESO, y si elegimos tener tajeos de 19 m de altura, la longitud sería de 35 m para la misma condición de sostenimiento, finalmente, la longitud del tajeo sería de 30 m para dichas dimensiones y para la condición ESO. Otro ejemplo, para el mismo ancho de 10 m y para altura de 24 m, la longitud del tajeo sería de 27 m en la condición ESO. Cabe indicar que la longitud final del tajeo está regida por la menor dimensión en el techo y paredes.

4.9.3.4. Sostenimiento

4.9.3.4.1. Sostenimiento aplicando clasificaciones geomecánicas

Excavaciones permanentes

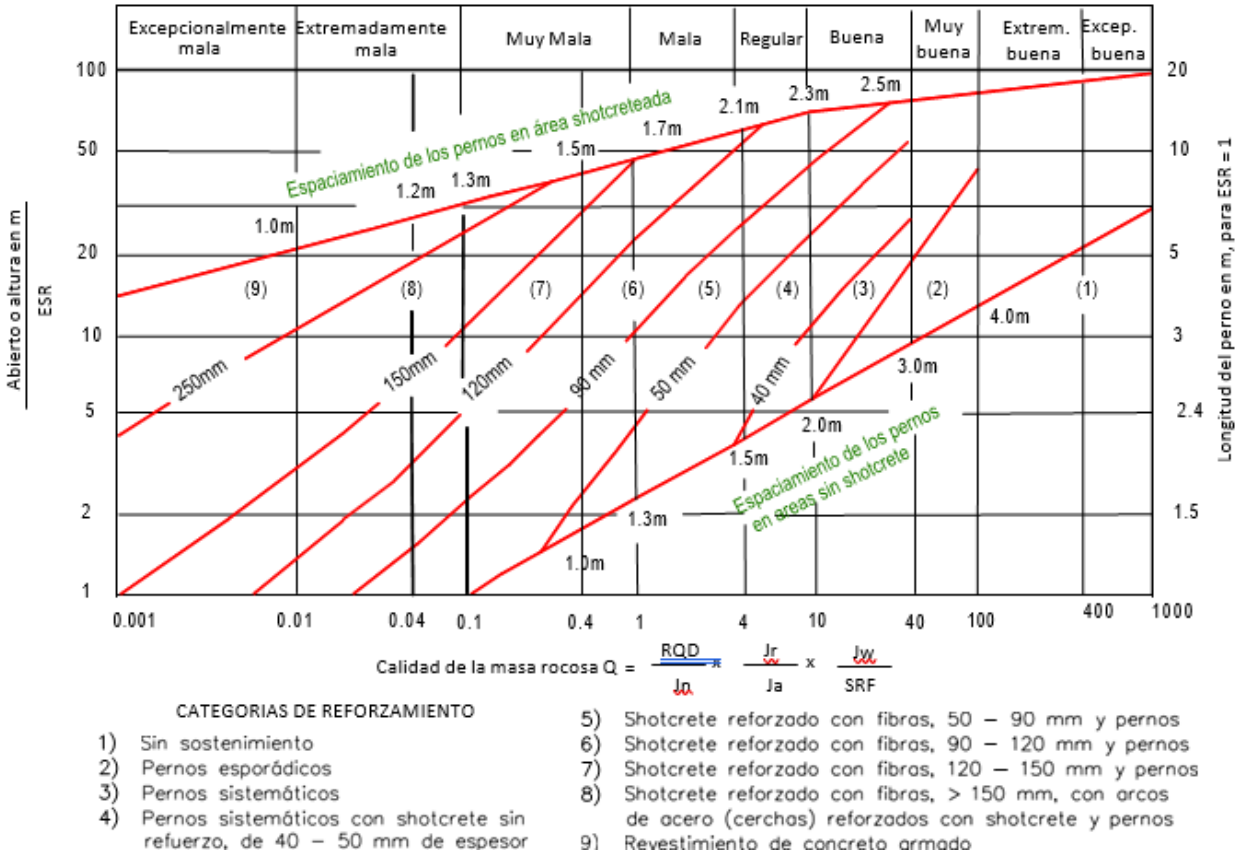
El caso mina Andaychagua donde las excavaciones tienen un promedio de 4.5 a 5 m. Para estas labores, el sostenimiento que resulta aplicando el criterio de clasificaciones geomecánicas, se presenta en la tabla 27 que ha sido estimado a partir de la Figura 29.

Tabla 27: Sostenimiento para labores de avance permanentes.

Dominio	Rango RMR	Sostenimiento
DE-II	> 60	Requiere solo sostenimiento esporádico con pernos cementados.
DE-III A	51 – 60	Pernos sistemáticos de 7 a 8 pies longitud espaciados a 1.7 m + una capa de shotcrete sin refuerzo de 2" de espesor.
DE-III B	41 – 50	Pernos sistemáticos de 7 a 8 pies de longitud, espaciados cada 1.5 m + malla metálica de ser requerido + shotcrete reforzado de 2" a 3" de espesor.
DE-IV A	31 – 40	Aplicar preventivamente una capa de shotcrete reforzado de 2" de espesor. Pernos sistemáticos de 8 pies de longitud espaciados cada 1.3 m + malla metálica + shotcrete reforzado de 2" de espesor.
DE-IV B	21 – 30	Colocar previamente una capa de shotcrete reforzado de 3" de espesor. Pernos sistemáticos de 8 pies de longitud, espaciados cada 1 m + malla metálica + shotcrete de 2" de espesor. Alternativamente, cimbras tipo 6W20 espaciadas cada 1.2 m.

Fuente: Elaboración Propia.

Figura 29: Guía para el sostenimiento de excavaciones permanentes (Grimstad y Barton, 1993).



Excavaciones temporales

Se incluye aquí como se manifestó anteriormente, las labores de avance asociadas al minado en los tajeos, como cruceros y galerías de perforación en los subniveles, que son excavaciones temporales del tipo de ingreso de personal. También para este caso se pueden considerar excavaciones de hasta 5 m de ancho, para lo cual, en la tabla 28 se presentan los estimados del sostenimiento considerando dicha dimensión y teniendo presente las calidades promedio de masa rocosa que se ha determinado en el área de evaluación del cuerpo Salvadora.

Tabla 28: Sostenimiento para labores de avance temporales.

Dominio	Rango RMR	Sostenimiento
DE-II	>60	Requiere solo sostenimiento esporádico con pernos.
DE-III A	51 – 60	Pernos sistemáticos de 7 a 8 pies longitud espaciados a 1.7 m.
DE-III B	41 – 50	Pernos sistemáticos de 7 a 8 pies longitud espaciados a 1.5 m + una capa de shotcrete sin refuerzo de 2" de espesor.
DE-IV A	31 – 40	Aplicar preventivamente una capa de shotcrete reforzado de 2" de espesor. Pernos sistemáticos de 7 a 8 pies de longitud espaciados cada 1.3 m + malla metálica de ser requerido + shotcrete reforzado de 1" de espesor.
DE-IV B	21 – 30	Aplicar preventivamente una capa de shotcrete reforzado de 2" de espesor. Pernos sistemáticos de 8 pies de longitud, espaciados cada 1 m + malla metálica + shotcrete reforzado de 2" de espesor.

Fuente: Elaboración propia.

Para las labores temporales, los pernos de roca pueden ser los de tipo split sets, y en terrenos malos como DE-IV A y DE-IV B es recomendable el uso de los pernos tipo hydrabolts. En estos terrenos también es recomendable utilizar shotcrete reforzado con fibras de acero. Para excavaciones de mayor o menor tamaño que el mencionado se deberá realizar nuevos estimados del sostenimiento.

4.9.3.4.2. Sostenimiento para Tajeos utilizando el MGE

Durante el minado minado del SLS surge la necesidad de utilizar refuerzo con cablebolting cuando se apertura grandes dimensiones de tajeos, tanto en los techo y paredes de los tajeos abiertos. De allí surge la necesidad de conocer o dimensionar la longitud de los cables y el espaciamiento de ellos.

Los análisis realizados con la metodología del MGE permiten estimar las dimensiones de los tajeos en las condiciones de estabilidad ESS (Estable Sin Sostenimiento), ESO (Estable Sostenimiento Opcional) y ECS (Estable Con Sostenimiento) en este último caso obligatorio. Para los casos ESO y ECS podemos determinar la densidad de cables y la longitud de estos, estimación que se ha realizado utilizando el software Stopesoft, cabe indicar que la estimación del sostenimiento está orientado solo a la masa rocosa tanto en el techo y paredes. Para el caso de las paredes, el espaciado de los cables y

la longitud de los mismos resultansimilares principalmente en el dominio DE-III B, resaltando que la diferencia se halla en las dimensiones de los tajeos.

Hay que tener presente que para el caso de los tajeos secundarios, la masa rocosa del mismo se hallará perturbada debido al minado de los tajeos primarios, en tal sentido el sostenimiento para el techo de los tajeos secundarios debe ser más severo, para ello solo basta en reducir el espaciamiento de los cables, es decir si asumimos un factor de seguridad de 1.3, los espaciamientos de los cables estarán en el rango de 1.4 – 2 m para el caso del dominio DE-III A y en el caso del dominio DE-III B, el espaciado estará en el rango de 1.3 – 1.8 m.

Tabla 29: Resumen de la estimación del sostenimiento con cablebolting.

Calidad o dominio masa rocosa	DE-III A				DE-III B			
<i>Análisis en el techo de Tajeos</i>								
Ancho de tajeo (m)	7	10	12	15	7	10	12	15
Longitud tajeo (m)	40-100	30-60	20-40	15-27	30-70	20-40	15-30	12-23
Densidad cable (cable/m ²)	4.07-9.78	3.41-7.03	3.29-6.81	3.23-6.69	3.24-6.18	2.97-5.31	2.91-5.22	2.86-5.15
Espaciamiento cable corona (m)	2-3	1.8-2.6	1.8-2.6	1.8-2.6	1.8-2.5	1.7-2.3	1.7-2.3	1.7-2.3
Longitud cable corona (m)	6.7	8.3	8.6	8.8	6.6	7.6	7.9	8.3
<i>Análisis en las paredes de Tajeos</i>								
Altura de tajeo (m)	19	21	24	27	19	21	24	27
Longitud tajeo (m)	35-45	32-41	27-36	23-30	23-36	20-32	18-26	16-22
Densidad cable (cable/m ²)	2.88-4.81	2.85-4.83	2.82-4.83	2.83-4.89	2.73-4.40	2.73-4.42	2.74-4.42	2.74-4.46
Espaciamiento en paredes (m)	1.7-2.2	1.7-2.2	1.7-2.1	1.7-2.1	1.7-2.1	1.7-2.1	1.7-2.1	1.7-2.1
Longitud cable en paredes (m)	11.4	12.8	13	13	10.8	10.8	10.8	10.8

Fuente: Departamento de Geomecánica

4.9.3.4.3. Sostenimiento para excavaciones utilizando Phase2

Se hace presente que este análisis corresponde para labores de avance permanentes que son las más importantes por el tiempo de exposición. Para las excavaciones temporales se puede asumir también estos resultados, pero con menor rigurosidad por estar sometido a un menor tiempo de exposición. Para este caso se ha utilizado además del tamaño de la excavación, los parámetros de resistencia de cada uno de ellos, en este caso también como input es necesario ingresar el campo

de esfuerzos in-situ, siendo los resultados muy sensibles a estos valores, cuyos datos utilizados han sido los estimados a partir de la calibración del modelo de esfuerzos indicado en el Capítulo 4.3. El método El método determina diagramas o envolventes de capacidades de soporte que relaciona la fuerza axial vs el momento y la fuerza axial vs la fuerza de corte, que están limitados por valores de factores de seguridad. Los resultados de estos análisis son mostrados en el Anexo 7 del presente trabajo.

Para la aplicación de esta metodología, los modelos son simplificados a excavaciones circulares cuya dimensión refleja el área de una excavación real. En nuestro caso, los análisis se han realizado para una excavación de diámetro de 5 m que corresponde a las labores lineales, y un segundo caso, para un diámetro de 9 m que representa a las excavaciones que se forman en las intersecciones. En la tabla 30 se resumen el sostenimiento estimado para dichas dimensiones analizadas.

Tabla 30: Resumen estimación del sostenimiento utilizando Phase2.

Litología	DE-III A			DE-III B			DE-IV A			DE-IV B		
	Espacia. pernos (m)	Espesor shotcrete (cm)	FS	Espacia. pernos (m)	Espesor shotcrete (cm)	FS	Espacia. pernos (m)	Espesor shotcrete (cm)	FS	Espacia. pernos (m)	Espesor shotcrete (cm)	FS
Excavación de 5 m de diámetro												
Mineral	2.0	---	> 2	2.0	2" (30MPa)	> 1.6	1.5	2" (30MPa)	> 1.4	1.5	2" (30MPa)	> 1.4
Metavolc.	1.5	---	1.2-2	1.5	2" (30MPa)	> 1.6	1.5	2" (30MPa)	> 1.4	---	---	---
Filita	--	---	---	1.5	2" (30MPa)	> 1.6	1.2	3" (35MPa)	1.2-1.6	1.2	4" (35MPa)	1.2-1.8
Excavación de 9 m de diámetro (intersecciones)												
Mineral	2.0	---	> 2	2.0	2" (30MPa)	> 1.6	1.5	2" (30MPa)	> 1.4	1.5	2" (30MPa)	> 1.4
Metavolc.	1.5	---	1.2-2	1.5	2" (30MPa)	> 1.6	1.5	2" (30MPa)	> 1.4	---	---	---
Filita	--	---	---	1.5	2" (30MPa)	> 1.6	1.2	3" (35MPa)	1.2-1.6	1.2	4" (35MPa)	1.2-1.8

Fuente: Elaboración propia.

4.9.3.4.4. Sostenimiento para excavaciones utilizando RocSupport

Para la estimación del sostenimiento se ha utilizado el software RocSupport (de Rocscience Inc.) con la finalidad de estimar el sostenimiento bajo el concepto de esfuerzo-deformación. En este caso,

también se ha utilizado además del tamaño de la excavación, los parámetros de resistencia de la masa rocosa para cada dominio establecido y en cada litología, también en este caso, un input muy importante es el nivel de esfuerzos in-situ. Los resultados también son válidos para excavaciones temporales, sujetos a menor rigurosidad por estar expuesto en un tiempo corto.

La metodología en este caso lleva a considerar la simplificación de excavaciones circulares cuya geometría refleja el área de una excavación real. En nuestro caso, los análisis se han realizado para una excavación de diámetro de 5 m que corresponde a las labores lineales, y en un segundo caso, para diámetros de 9 m que representa a las excavaciones formadas en las intersecciones. En el siguiente tabla se resumen el sostenimiento estimado para dichas dimensiones analizadas.

Tabla 31: Resumen estimación del sostenimiento utilizando RocSupport.

Litología	DE-III A			DE-III B			DE-IV A			DE-IV B		
	Espacia. pernos (m)	Espesor shotcrete (cm)	FS	Espacia. pernos (m)	Espesor shotcrete (cm)	FS	Espacia. pernos (m)	Espesor shotcrete (cm)	FS	Espacia. pernos (m)	Espesor shotcrete (cm)	FS
Excavación de 5 m de diámetro												
Mineral	2.0	---	7.4	1.5	---	1.7	1.2	2" (35MPa)	1.31	---	---	---
Metavolc.	2.0	---	3.3	1.5	2" (35MPa)	1.6	1.2	4" (35MPa)	1.81	---	---	---
Filita	--	---	---	1.0	---	1.45	1.0	4" (35MPa)	1.38	1.0	6" (35MPa)	1.64
Excavación de 9 m de diámetro (intersecciones)												
Mineral	2.0	---	4.48	1.5	4" (35MPa)	1.5	1.2	6" (40MPa)	1.17	---	---	---
Metavolc.	2.0	---	2.09	1.2	4" (35MPa)	1.13	1.0	6" (40MPa)	1.13	---	---	---
Filita	--	---	---	1.2	2" (35MPa)	1.24	1.0	6" (40MPa)	1.16	1.0	8" (40MPa)	1.14

Fuente: Elaboración propia.

4.9.4. Modelamiento numérico y estabilidad controlada

Para evaluar esta influencia del arreglo estructural que presenta la masa rocosa sobre la estabilidad de las excavaciones, se ha realizado un análisis de estabilidad estructuralmente controlado, utilizando el software de cómputo UNWEDGE (Rocscience, 2004). Dichos análisis han sido realizados de modo particular para las labores lineales tanto de los desarrollos y avance de las explotaciones.

Para ello se ha considerado la información desarrollada en la “Distribución de discontinuidades” y “Resistencia de las discontinuidades”, además para la realización de este análisis se ha considerado el alineamiento que tendrían las excavaciones tanto de desarrollo y de los Tajeos.

Todo los resultados de los análisis realizados son presentados en el Anexo 6, de los cuales podemos resumir lo siguiente:

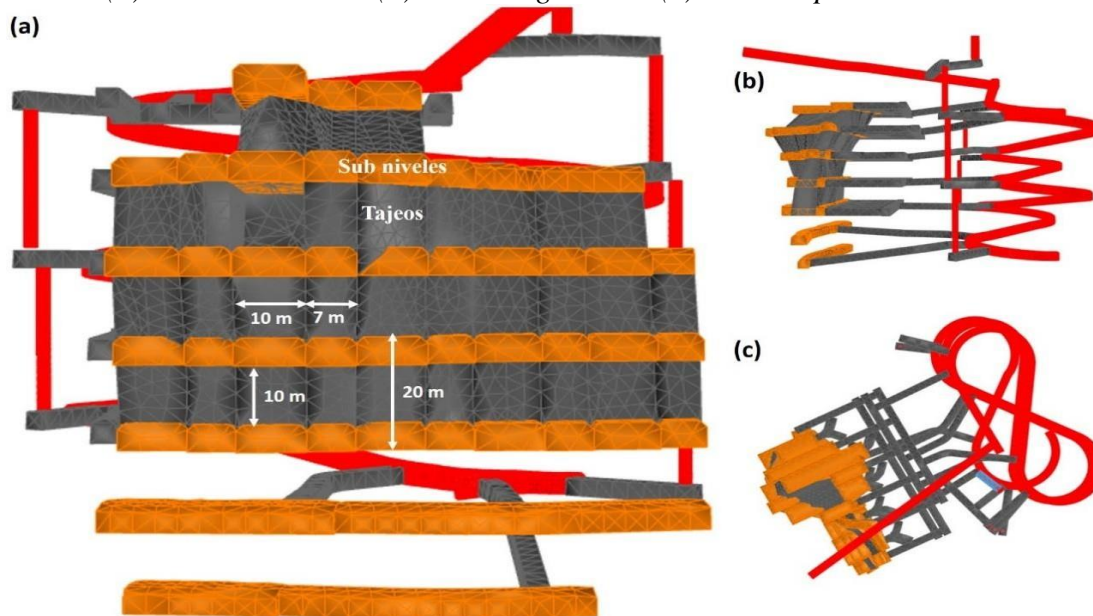
- ✓ Cuando se realizan las excavaciones con alineamiento de azimut 242° (perpendicular al rumbo del cuerpo), se observa que se forman cuñas grandes en el techo pero que son estables, además hay mínima formación de cuñas en las paredes.
- ✓ En el caso de labores que siguen azimut de 332° (paralelo al rumbo del cuerpo), el comportamiento es similar, hay formación de cuñas grandes en el techo pero que son estables, así mismo, las cuñas formadas en las paredes son pequeñas y estables.
- ✓ Cuando se sigue el alineamiento de azimut 209° y 289° , también se observa la formación de grandes cuñas en el techo pero que son estables, por otro lado, las cuñas formadas en las paredes son pequeñas y estables.
- ✓ Para el caso de los Tajeos, también se ha realizado el análisis correspondiente. Para el diseño propuesto con alineamiento de Tajeos de azimut 242° , se observa que se forman grandes cuñas en el techo cuyo ápice cae fuera del techo del tajeo, en consecuencia, una cara de la cuña llega a cruzar el hastial NW del tajeo. Dichas cuñas son inestables y gráficamente es difícil la formación de tal dimensión de cuña. Para fines prácticos se ha disminuido el volumen de la cuña para luego colocar un sostenimiento con cablebolting y lograr estabilizarla. Se requiere para ello, cablebolting de por lo menos 7 m de longitud que cruce al techo y al hastial NW.

- ✓ También se realizó el análisis para los tajeos alineados en la dirección paralela al rumbo del cuerpo, dicho análisis es válido para el minado longitudinal que se propone debajo de la cota 3565. En este caso se observa la formación de cuñas grandes en el techo pero que son estables, así mismo hay cuñas delgadas formadas en ambos hastiales que también son de naturaleza estable.

Estabilidad controlada por esfuerzos

Actualmente no se tiene reconocido el posible minado de las vetas Adriana y Andaychagua en profundidad, debido a esta incertidumbre realizar una evaluación de la influencia de dichas estructuras en el minado del cuerpo Salvadora resulta poco representativo. La explotación del cuerpo Salvadora ha sido diseñada preliminarmente por el departamento de Planeamiento de VOLCAN, el método seleccionado ha sido “tajeo por subniveles – SLS” en la modalidad de tajeos primarios y secundarios, cuyo diseño se muestra en la Figura 30.

Figura 30: Diseño de explotación Salvadora mediante SLS modalidad Tajeos primarios secundarios. (a) Vista transversal (b) Vista longitudinal (c) Vista en planta.



Fuente: Departamento de Planeamiento

Los parámetros geométricos comprenden alturas de banco de 10 m y alturas de subniveles de 4.5 m; haciendo una altura final de 19 m para labores de explotación. Los tajeos primarios y secundarios están diseñados a 7 m y 10 m de ancho respectivamente.

Teniendo en cuenta criterios operativos, el método **“SLS con tajeos primarios y secundarios”** resulta ser una alternativa de minado adecuada para la explotación del cuerpo Salvador; sin embargo, el criterio de estabilidad debe ser garantizado para el pleno desarrollo de la explotación. No obstante, considerando la profundidad de 800 m y esfuerzos de gran magnitud que corresponden a esta profundidad, se ha considerado evaluar también el método **“SLS ascendente y secuencial en retirada - SARC”** como una alternativa que podría entregar condiciones más estables para los tajeos durante la explotación.

Finalmente, en el presente punto se verifica la respuesta de los métodos de explotación mencionados y el grado de estabilidad de cada uno de ellos como criterio principal en el diseño de las excavaciones. Por otro lado, se recomienda la realización periódica de estudios para actualizar y determinar posibles variaciones de los factores que controlan la estabilidad de las excavaciones como el campo de esfuerzos y las resistencias asociadas a las zonas de minado para poder trazar estrategias de optimización y mejoras en el diseño y el proceso operativo.

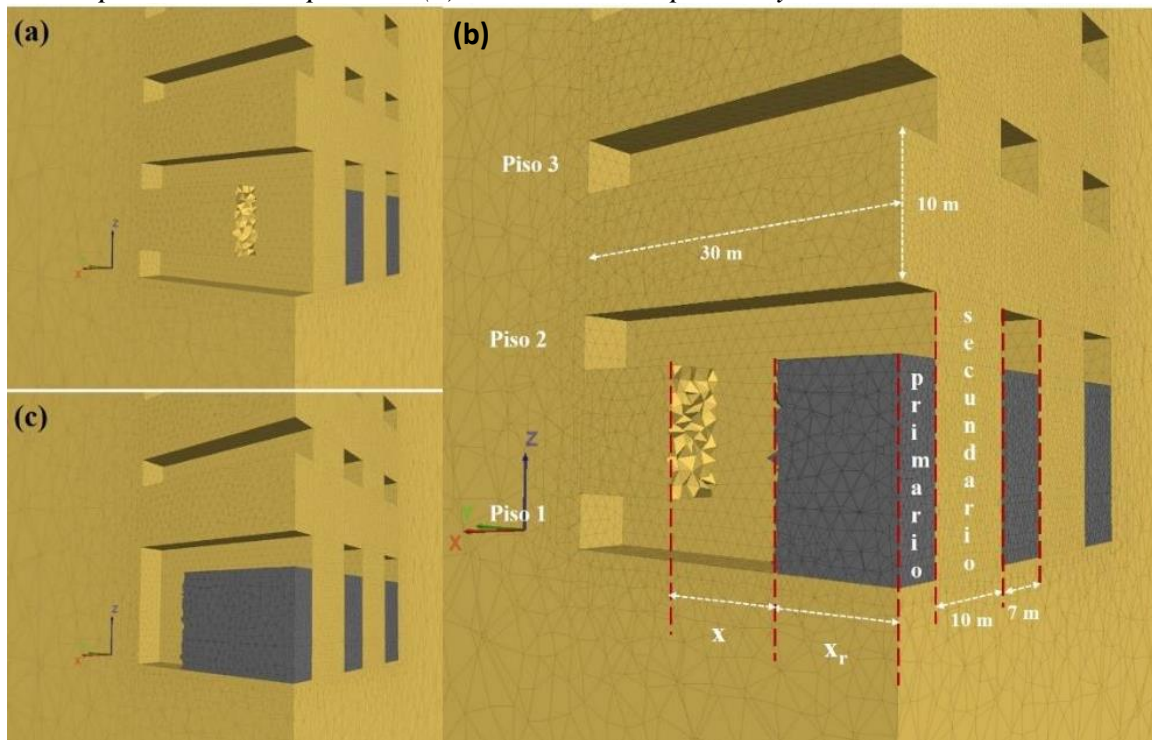
4.9.4.1. SLS con Tajeos primarios y secundarios

La simulación del minado mediante modelamiento numérico se encuentra de forma esquemática en la Figura 29, donde se evalúa la estabilidad de los hastiales, el banco y la corona de los tajeos en el proceso de explotación. Probando la estabilidad del conjunto a diferentes longitudes de explotación o span para tajeos primarios y secundarios. En dicha figura se muestran las características geométricas y la conceptualización del modelo numérico.

Estabilidad de los Tajeos primarios

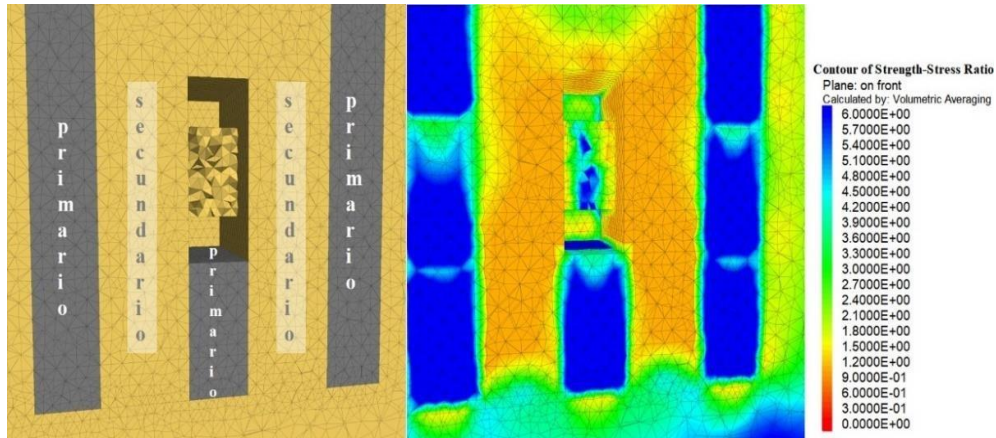
Según el resultado de las simulaciones, la condición menos favorable durante la explotación se encuentra cuando el minado de los tajeos primarios se realiza entre dos tajeos ya explotados, donde el terreno se halla perturbado a consecuencia de los minados previos. El resultado de esta condición se muestra en la Figura 31.

Figura 31: Modelo numérico del método SLS con Tajeos primario y secundarios en el cuerpo Salvadora. (a) Vista de la simulación del primer tramo explotado. (b) Segundo tramo explotado y relleno del primer tramo explotado. (c) Tercer tramo explotado y relleno de l



Fuente: Departamento de Geomecánica

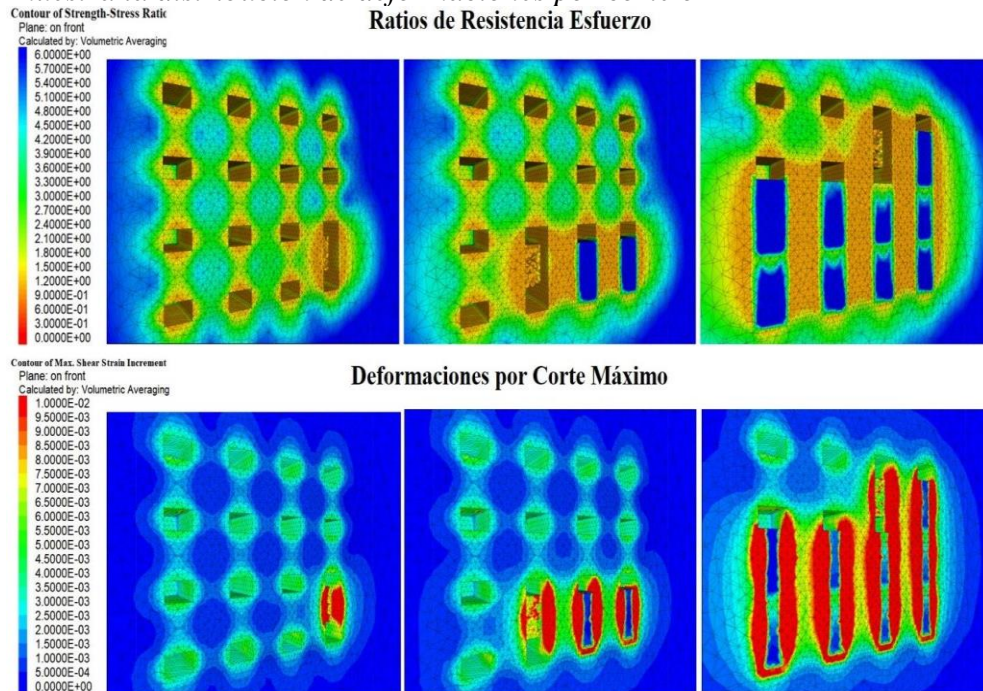
Figura 32: Condición de estabilidad en el minado de Tajeos primarios entre el minado previo de dos Tajeos primarios. Ambos hastiales se encuentran inestables debido a la presencia de los Tajeos ya explotados.



Fuente: Departamento de Geomecánica

Dadas estas condiciones de inestabilidad se ha realizado las simulaciones de la explotación de forma que un tajeo primario en explotación nunca se encuentre entre dos tajeos primarios minados anticipadamente como se muestra en la Figura 32.

Figura 33: Evolución de la explotación de Tajeos primarios a una longitud de 10 m de explotación. En la figura superior se muestra la distribución de ratios de resistencia-esfuerzo SSR, en la figura inferior se muestra la distribución de deformaciones por corte o



Fuente: Departamento de Geomecánica

Criterio de evaluación de estabilidad de las excavaciones

El modelo constitutivo empleado en el presente informe presenta un comportamiento plástico que no permite esfuerzos mayores a la resistencia. Por este motivo el factor de resistencia o **SSR** (Stress-Strength Ratio) no puede ser menor a la unidad. Para definir el grado de estabilidad del modelo se evalúa la plastificación del modelo, la distribución de los ratios de resistencia **SSR** y la deformación crítica producida por la distorsión o cizallamiento en el modelo.

La concentración de los esfuerzos en los pilares de roca corresponde a magnitudes de 12.5 MPa y 17.5 MPa aproximadamente, (los pilares de roca son conformados durante la explotación de los tajeos primarios; estos pilares de roca son explotados posteriormente mediante los tajeos secundarios). Para esta magnitud de esfuerzos la distorsión crítica es calculada según las ecuaciones:

$$\gamma_{critico} = \frac{1}{5.57GPa} * 12.5MPa = 0.002$$

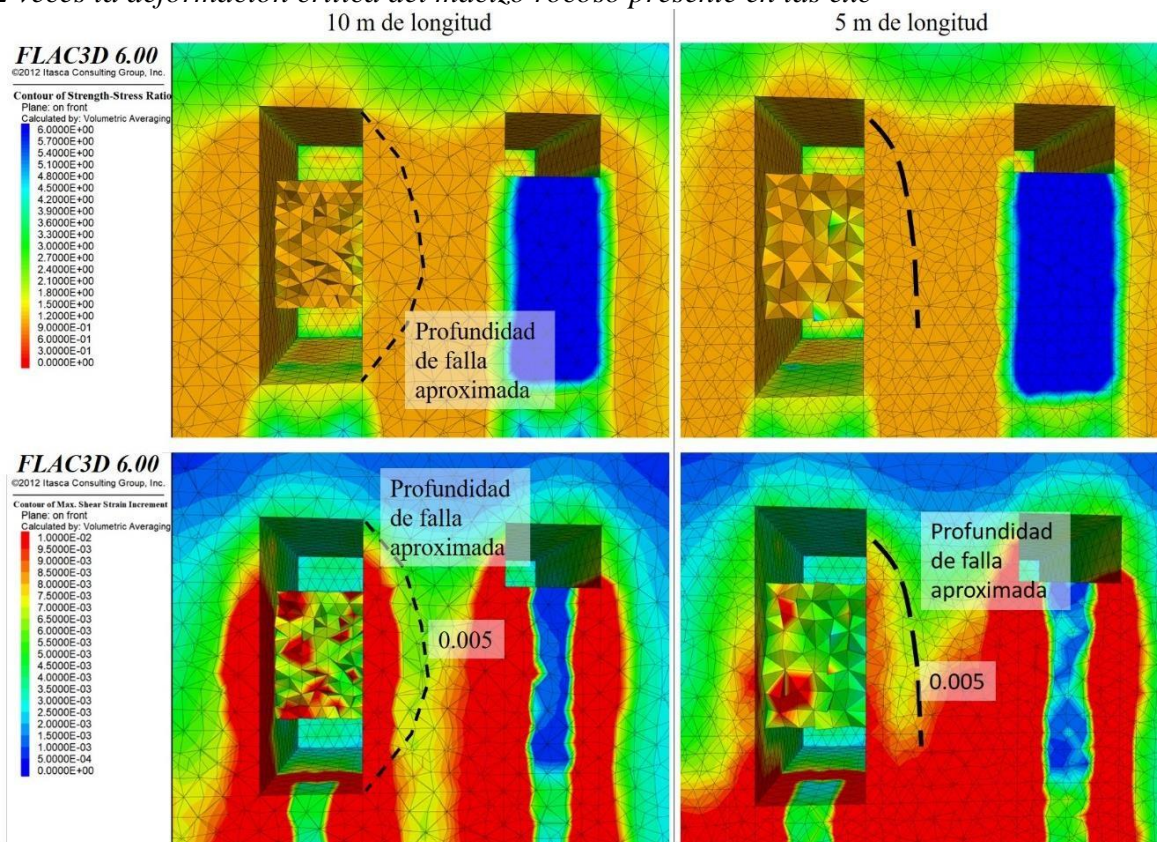
$$\gamma_{critico} = \frac{1}{5.57GPa} * 17.5MPa = 0.0031$$

Los valores mayores a 0.002 y 0.0031 (valores adimensionales) dentro del modelo representan puntos de colapso. Valores de 1.3 a 1.5 veces la deformación crítica dentro del modelo son considerados puntos de desprendimiento o colapso. En la figura 33 se muestra el comportamiento del minado a 10 m de longitud de corte, donde el desprendimiento de las paredes del tajeo varía entre 1.5 m en el nivel inferior hasta 5 m de profundidad en los niveles superiores. Valores de **SSR** de uno se encuentran distribuidos de forma íntegra en los pilares de roca y en mayor proporción en los niveles superiores. La plastificación de los elementos con factores de SSR

iguales a la unidad presentan deformaciones de corte o cizalla desde 0.007 hasta 0.01, que representand deformaciones de hasta 5 veces más la deformación crítica.

En la figura 34 se muestra la superficie aproximada de falla para tajeros primarios de 10 m de longitud de explotación, para ratios de SSR iguales a la unidad y para deformaciones de 0.005 a más. El resultado de las simulaciones muestra una profundidad de falla de 5 m aproximadamente.

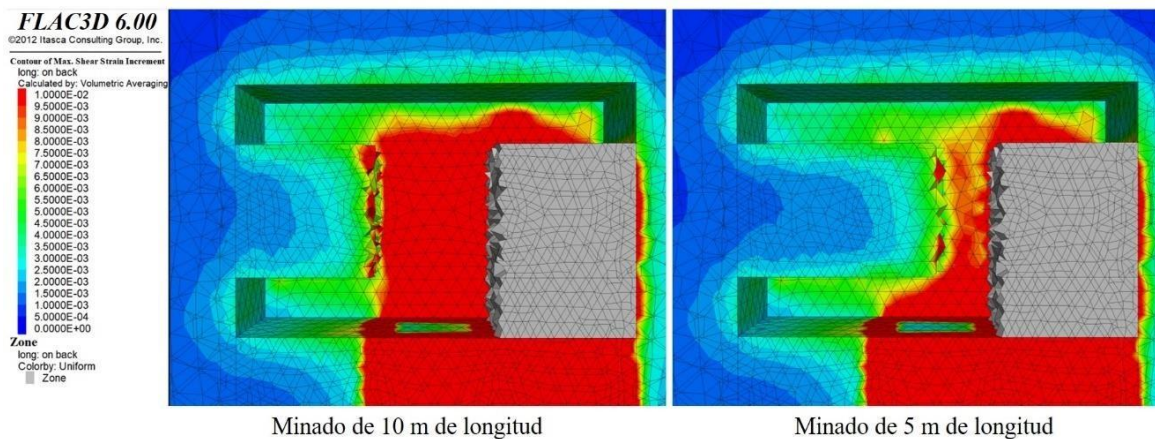
Figura 34: Superficie de falla aproximada en el hastial de los Tajeros primarios con una longitud de 10m y 5 m de explotación. Valores de deformación por corte de 0.005 que representan valores de 2 veces la deformación crítica del macizo rocoso presente en las exc



Fuente: Departamento de Geomecánica

Para longitudes de 5 m de explotación, la Figura 35 muestra una profundidad de falla de aproximadamente 2.5 m, concentrando valores de deformación de 0.005 a esta distancia desde la cara del tajeo en el hastial que está próximo al tajeo primario aledaño.

Figura 35: Deformaciones de la pared lateral del tajeo primario para longitudes de 10 m y 5 m de longitud.



Fuente: Departamento de Geomecánica

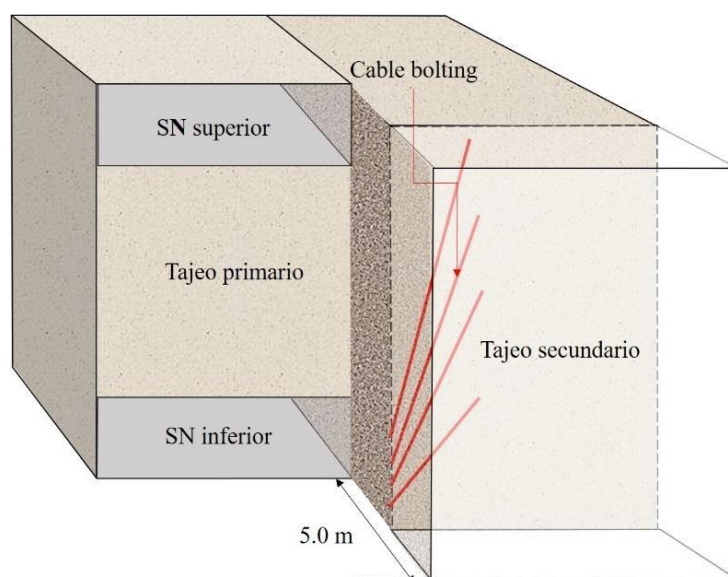
Las deformaciones para longitudes de explotación de 5 m y 10 m presentan distintos comportamientos. La simulación numérica ha entregado que las deformaciones para 10 m de explotación generan una perturbación importante en los pilares de roca aledaños al minado primario anterior, no obstante, teniendo la posibilidad de realizar el sostenimiento con cable bolting de los hastiales, los cables insertados no tendrán una zona adecuada de anclaje debido a que el pilar de roca se encuentra perturbado en toda su estructura.

Para una longitud de 5 m de explotación es posible realizar el sostenimiento de los hastiales de roca con cable bolting de manera preventiva. Este sostenimiento puede ser realizado en el punto medio de la cara del tajeo para garantizar la estabilidad de dicho punto. La perturbación mayor se produce a medida que el minado avanza y la densidad de excavaciones incrementa durante el proceso de explotación induciendo profundidades de falla en las paredes de los tajeos de hasta 5 m aproximadamente para longitudes de minado de 10 m (desde la cara libre hasta la cara del relleno cementado). Esta perturbación y el proceso de inestabilidad es controlada de mejor manera para longitudes de 5 m de explotación, sin embargo, por la perturbación y deformación que arroja el

modelo, se esperan desprendimientos de los hastiales que pueden ser controlados de forma preventiva con una fila de cablebolting en el hastial del tajeo como muestra la Figura 36.

Según la respuesta del modelo, alcanzar longitudes de 10 m de longitud no es conveniente ya que toda la estructura de la roca que conforma el pilar se encuentra completamente perturbada y el sistema de refuerzo no encontrará una zona adecuada para garantizar el anclaje.

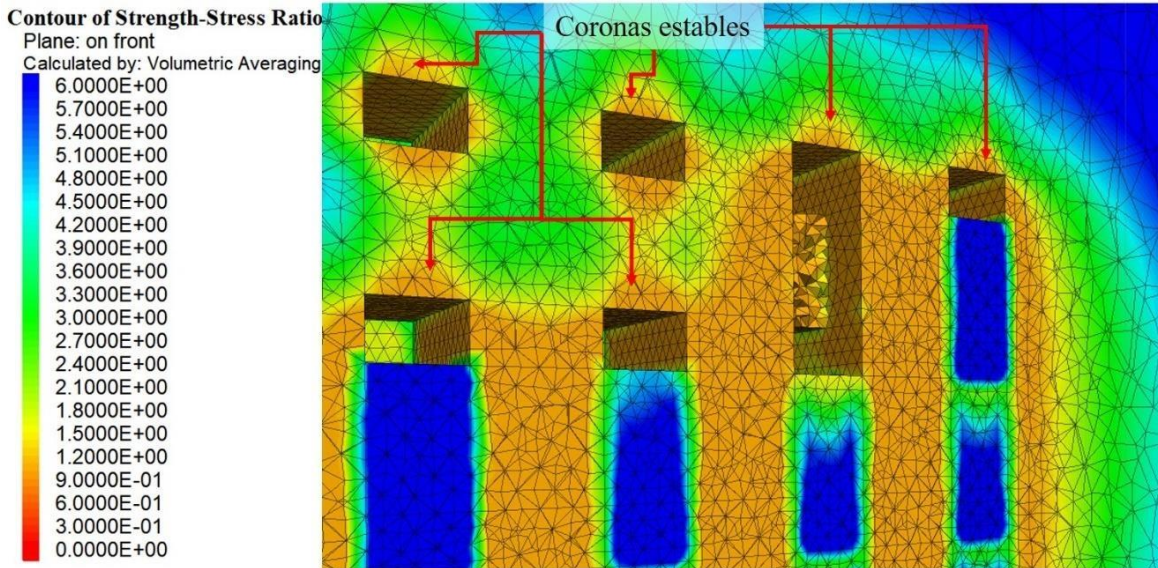
Figura 36: Esquema de sostenimiento de la pared lateral del tajeo con 5 m de longitud de explotación.



Fuente: Departamento de Planeamiento

La corona de los subniveles muestra una estabilidad adecuada durante la preparación y la explotación. En el modelo numérico se procedió a la excavación de todos los subniveles en todos los niveles, presentando una estabilidad adecuada con SSR por encima de la unidad. No obstante, las coronas de los subniveles deberán ser sostenidas con pernos de 7 pies a 8 pies, el nivel de esfuerzos al que se encontrará el minado (correspondiente a 800 m) de profundidad genera la inestabilidad en las paredes laterales de los tajeos. Sobre todo, por la esbeltez de los pilares.

Figura 37: Estabilidad de las coronas de los subniveles y de las coronas de los Tajeos en el modelo. Se muestran leves perturbaciones con 2 m de profundidad que puede ser sostenido de forma adecuada con pernos de roca de 7 pies y si el caso amerita una capa de ch

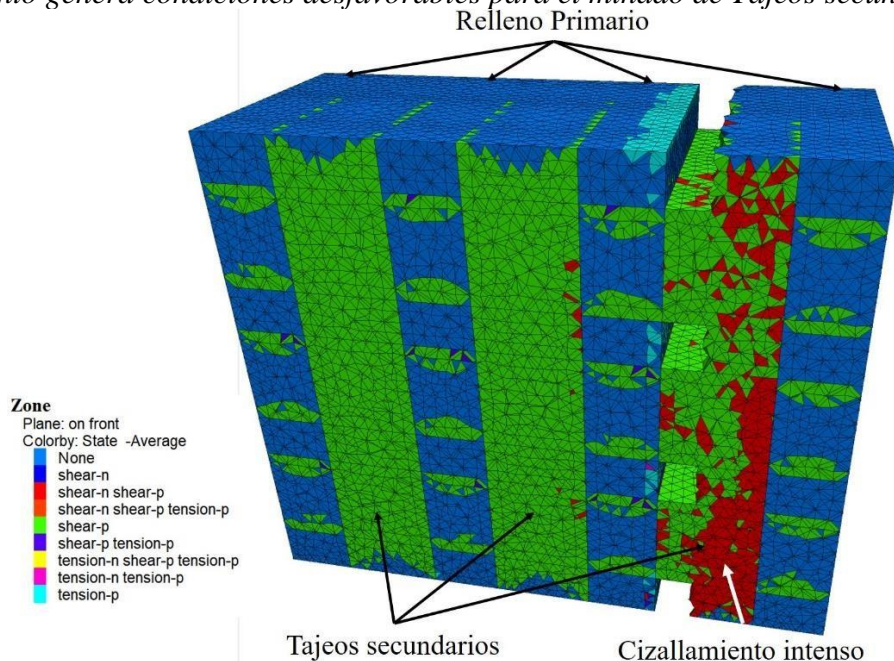


Fuente: Departamento de Geomecánica

Estabilidad de los Tajeos secundarios

Según el modelo numérico, el mismo que está presentado en la Figura 38, la perturbación de los pilares de roca donde se proyecta el minado secundario es importante. Este hecho hará que la preparación de los subniveles secundarios sea realizada en roca perturbada y con menor resistencia o capacidades mecánicas reducidas, además la realización de los subniveles secundarios generan mayor perturbación de manera previa a la explotación. En dicha figura se observa que eventos de cizallamiento intenso son producidos por la presencia de los subniveles secundarios en el momento de su ejecución.

Figura 38: *Plastificación en el modelo numérico durante la preparación de los subniveles secundarios. La figura muestra un proceso de plastificación por eventos de cizalla. Este comportamiento genera condiciones desfavorables para el minado de Tajeos secundarios*

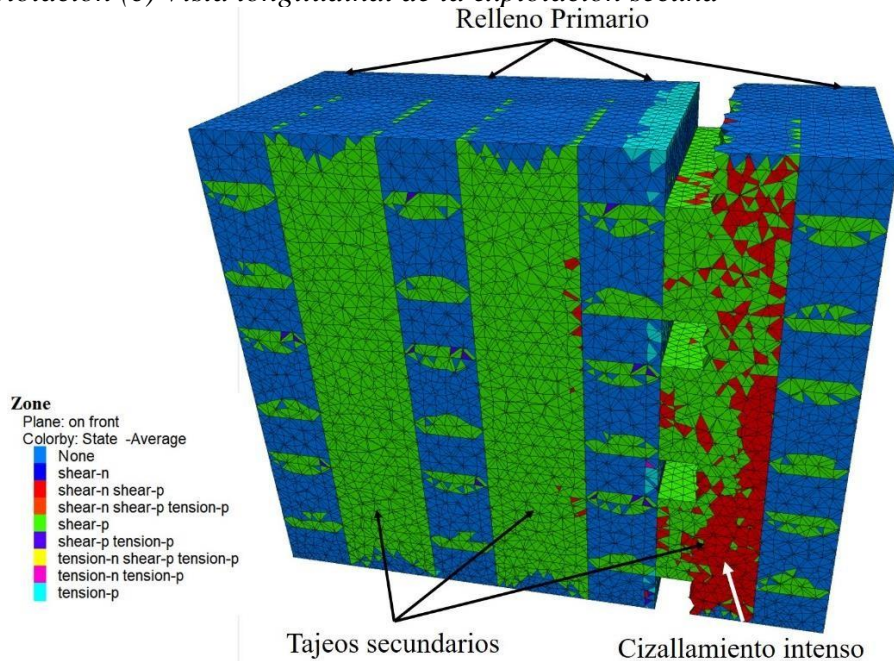


Fuente: Departamento de Geomecánica

En tal sentido, se propone el minado de todos los niveles de manera simultánea como se verifica de manera esquemática en la Figura 39, dejando vacío temporalmente todo el tajeo secundario para su posterior relleno. Se ha implementado satisfactoriamente este método de explotación en las operaciones de Perubar en la década de los 90, y actualmente este mismo método se viene desarrollando en algunas operaciones dentro de la industria peruana; así mismo, este método es practicado en Tara Mine, mina de zinc de Boliden, Irlanda.

En la figura 39 (a) se verifica la la preparación de los subniveles secundarios y de los cruceros destinados a ser los *slots* o caras libres de los niveles de explotación. Inicialmentese realiza la preparación de las caras libres en todos los niveles de manera ascendente, y posteriormente se realiza el minado en “gradin invertido” como se muestra en la figura 39 (b) y 39 (c), dejando como máximo un desfase de 5 m entre las caras libres de los niveles de explotación.

Figura 39: Método de explotación de los Tajeos secundarios en los niveles de manera conjunta. (a) preparación de los niveles de explotación secundaria. (b) Perspectiva de la explotación de los niveles de explotación (c) Vista longitudinal de la explotación secund

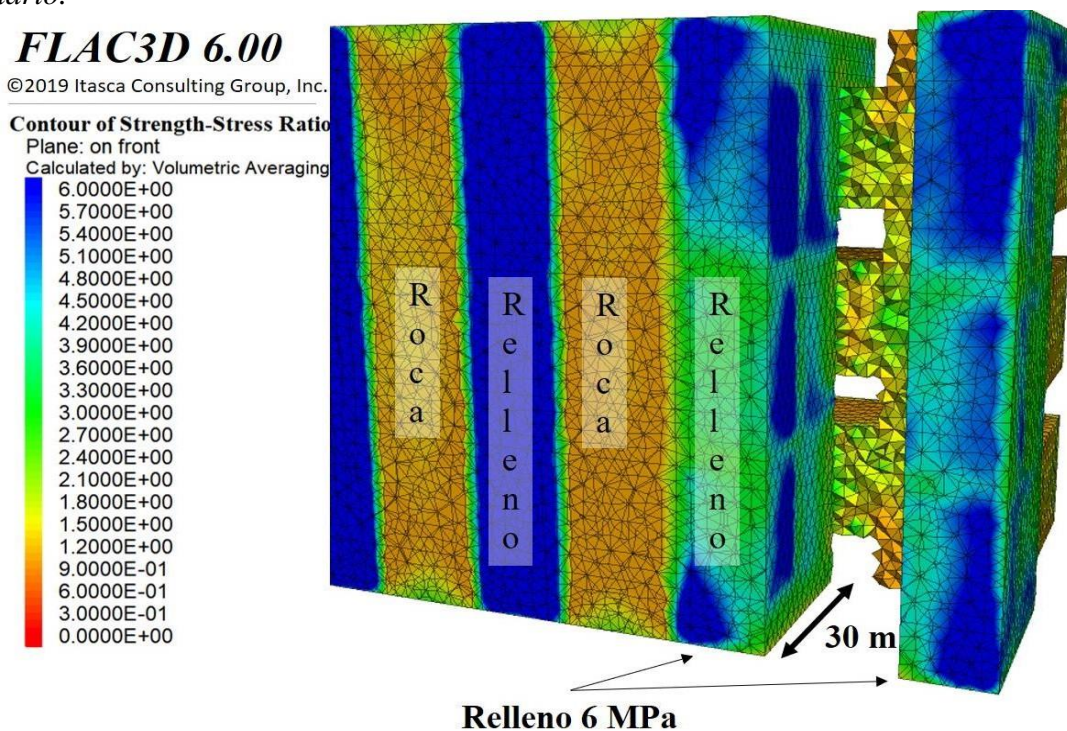


Fuente: Departamento de Geomecánica

Par garantizar la estabilidad de las paredes laterales de los tajeos secundarios, se ha probado la resistencia necesaria del relleno cementado utilizado en el minado primario. La Figura 40 muestra la distribución de **SSR** en el modelo para la explotación de 30 m de exposición en el relleno cementado de 6 MPa de resistencia a la compresión simple, lo que implica un comportamiento adecuado para el minado. La resistencia del relleno de los tajeos secundarios deben tener al menos 1 MPa, para garantizar la estabilidad del minado del tajeos secundario adyacente, solo en el último tajeo podría usarse detrítico. Por otro lado, en la Figura 41 se muestra el grado de estabilidad del relleno cementado de 3 MPa de resistencia a la compresión simple. El modelo arroja distribuciones cercanas a la unidad de manera focalizada y factores por encima de 1.5 en mayor proporción.

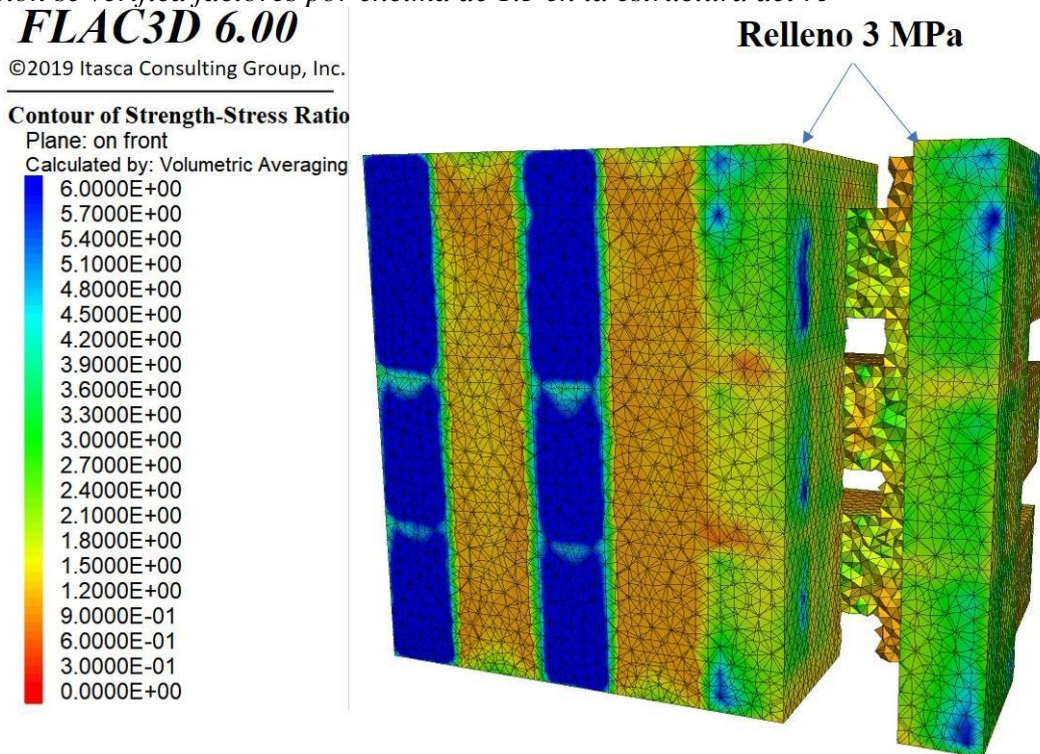
Para el proceso de aplicabilidad del método de minado y según la respuesta del modelo, el relleno de 6 MPa resulta ser adecuado para el método de explotación, debido a mantenerse de manera estable en toda su estructura. Por otro lado, debido a la perturbación generada en la roca durante el proceso de preparación de los subniveles secundarios, estos deberán ser ejecutados empleando sostenimiento con shotcrete, malla aplicada con pernos de roca de 7' a 8' pies de longitud como mínimo y una capa adicional de shotcrete. El minado deberá ser realizado en toda la longitud de los tajeos minando simultáneamente todos los niveles. Esto evita la exposición de los niveles superiores.

Figura 40: Distribución de factores de resistencia esfuerzo (SSR) con relleno cementado de 6 MPa. Dicha distribución queda por encima de 2 para 30 m de longitud expuesta durante el minado secundario.



Fuente: Departamento de Geomecánica

Figura 41: Distribución de factores de resistencia esfuerzo (SSR) con relleno cementado de 6 MPa. Dicha distribución resulta iguales a la unidad de manera focalizada, sin embargo, en mayor proporción se verifica factores por encima de 1.5 en la estructura del re



Fuente: Departamento de Geomecánica

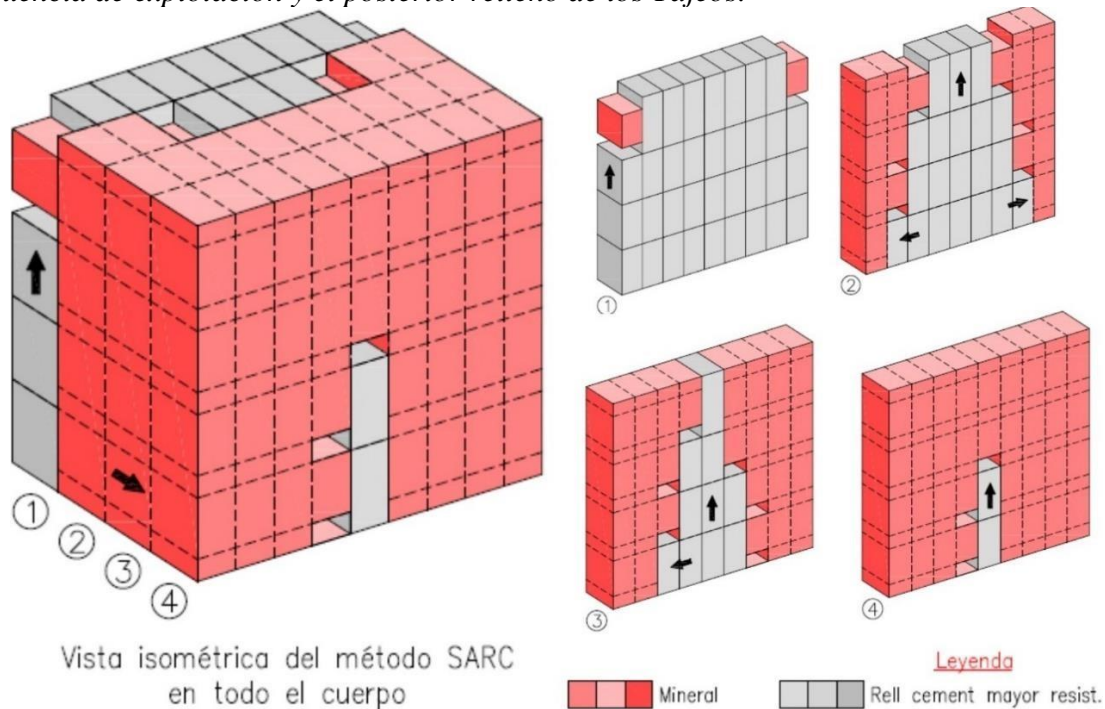
Para alcanzar longitudes mayores a 20 m (ancho promedio del cuerpo salvadora), el modelo indica condiciones de estabilidad aceptables a 6 MPa de resistencia y condiciones ligeramente estables con rellenos de 3 MPa. Debido a factores que no son considerados en el modelo numérico, como el efecto de la voladura en los rellenos cementados, así como imprevistos propios de la operación, se recomienda el empleo de rellenos cementados de 6MPa.

Por otro lado, por factores operativos y restricciones de relleno cementado, es posible disminuir la longitud de explotación de los tajeos secundarios. Sin embargo, la resistencia del relleno aplicado deberá ser de 2 MPa de manera preliminar, para garantizar la formación de la cara libre del siguiente tramo a ser explotado. Este valor de resistencia del relleno cementado podrá ser optimizado siguiendo un programa de monitoreo y respuesta de dicho relleno en campo.

4.9.4.2. SLS ascendente y secuencial en retirada – “SARC”

El método SARC secuencial en retirada está descrito en la Figura 42, la ventaja de este método radica en la estabilidad de los bancos de mineral que se encuentran delimitados lateralmente por relleno en un lado y roca in-situ por el otro. Aunque la velocidad de explotación es menor mediante este método, éste entrega mejores condiciones de estabilidad para una operación más segura y ordenada. Este método de explotación es propuesto como alternativa al minado mediante tajeos primarios y secundarios.

Figura 42: Esquema de explotación del cuerpo Salvadora mediante el método SARC. Se muestra la secuencia de explotación y el posterior relleno de los Tajeos.

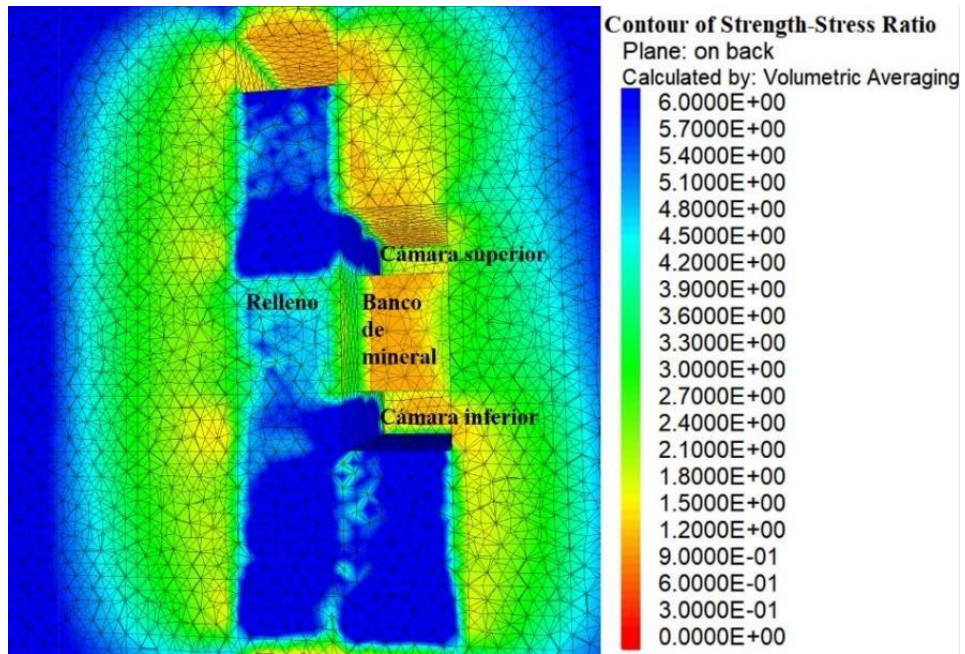


Fuente: Departamento de Geomecánica

La simulación de esta alternativa considera alturas de banco de 10 m y anchos de 8.5 m. Teniendo alturas de subnivel de 4.5 m, la altura final del tajeo será de 19 m. Se ha considerado inicialmente una resistencia del relleno cementado de 2 MPa de resistencia a la compresión simple y,

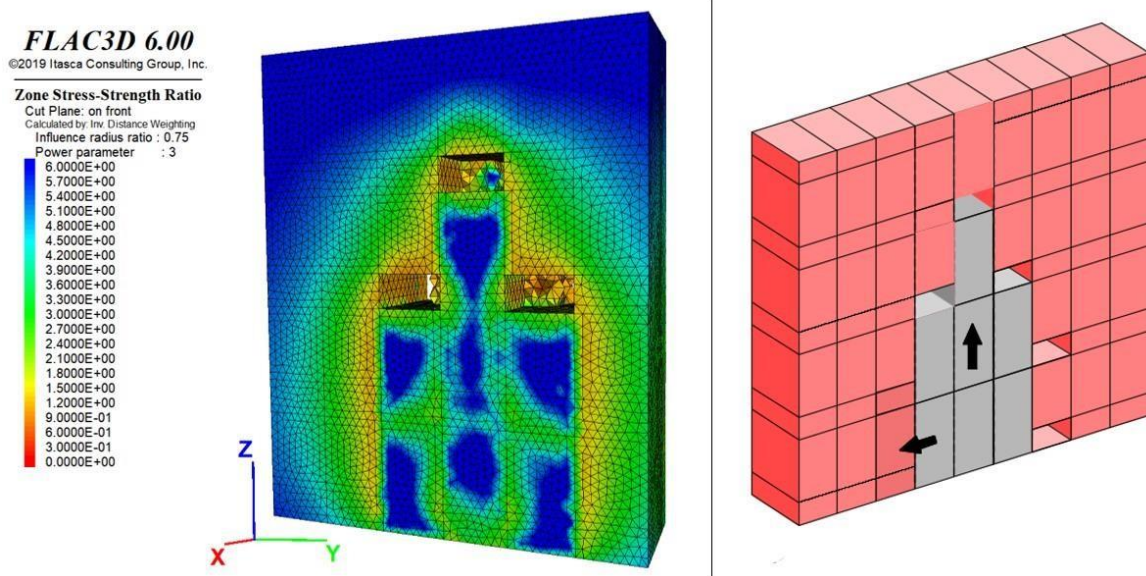
se verificó la estabilidad del método a 10 m de longitud, analizando las condiciones del banco de mineral remanente y las paredes laterales del tajeo.

Figura 43: Estabilidad de las cámaras ejecutadas antes del minado del banco. La perturbación del mismo es parcial, no se encuentra en todo el ancho del banco, pero debe ser sostenido con cablebolting de forma preventiva.



Fuente: Departamento de Geomecánica

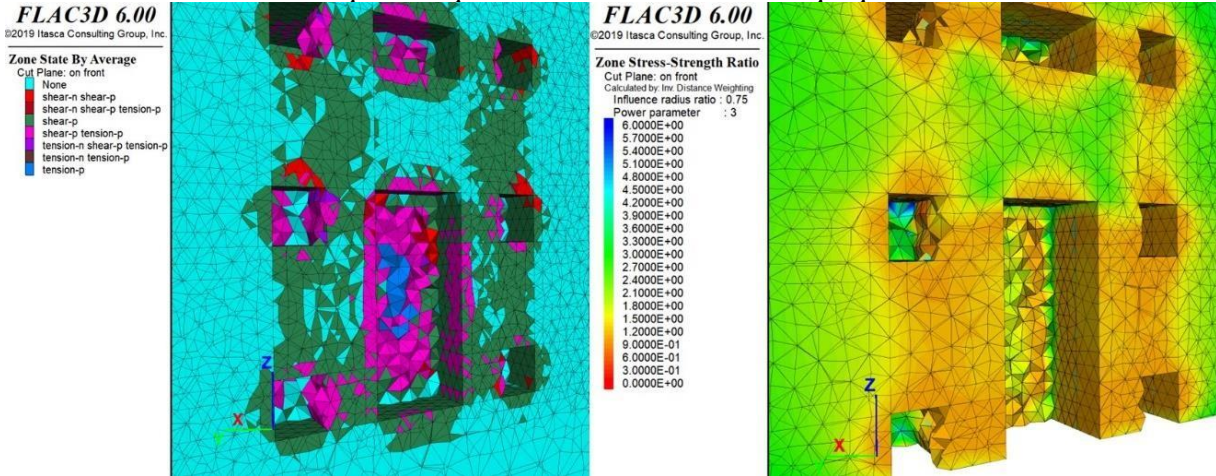
Figura 44: Estabilidad de las coronas de los Tajeos ya explotados con 10 m de longitud. Distribuciones de ratios SSR cercanos a la unidad se extienden aproximadamente 2 m, lo cual indica sostenimiento con pernos de roca de 7' a 8' pies y una capa de shotcrete de



Fuente: Departamento de Geomecánica

Los resultados muestran condiciones de estabilidad superiores, se verifica que el relleno cementado se comporta de manera muy estable, distribuyendo ratios de resistencia-esfuerzo por encima de 3. La corona del tajeo muestra una perturbación que alcanza los 2 m de profundidad que pueden ser sostenidos con empernado de roca de 7 a 8 pies de longitud, y como empleando una capa de shotcrete de 2" pulgadas de manera preventiva. La perturbación en la pared de roca in situ muestra distribuciones superficiales de factores de resistencia-esfuerzo cercanos a la unidad que no comprometen su estabilidad. Estos indicadores en el modelo numérico indican que alcanzar longitudes de minado de 10 m sin sostenimiento es posible sin ninguna complicación.

Figura 45: Estabilidad de las paredes de las exxavaciones de explotación. Las paredes laterales muestran distribuciones de SSR por encima de la unidad. Concentraciones de ratios cercanos a la unidad se encuentran en los pilares que delimitan las labores de prepar



Fuente: Departamento de Geomecánica

4.10. Prueba de hipótesis

Para las pruebas de normalidad se tomaron los datos estadísticos de acuerdo con la hipótesis formulada (hipótesis general y específicas), se detalla la prueba de normalidad para cada una de ellas, habiendo optado la prueba de normalidad de Shapiro Wilk.

Hipótesis General.

Se muestra en la Tabla 22, los 03 datos correspondientes al promedio del factor de seguridad establecido según parámetros de simulación numerica, las cuales fueron sometidas a cálculos con el SPSS Statistics 25.

Tabla 32: Prueba de normalidad.

Shapiro-Wilk		
Estadístico	gl	Sig.
0,964	3	0,637
0,750	3	0,500
0,964	3	0,637
1,000	3	1,000

Fuente: Elaboración propia

Conclusión: se acepta la hipótesis nula, los niveles de significación asintótica bilateral (0.637, 0.500 y 0.637 y 1.00) obtenidos son mayores que el nivel de significación ($\alpha = 0.050$). por lo tanto: La distribución de la variable factor de seguridad no se desvía de la distribución normal, por lo que se debe utilizar una prueba paramétrica para probar la hipótesis.

Para nuestro análisis en base a 03 registros de datos de las labores subterráneas de la Mina Andaychagua, se muestra la prueba de normalidad en base a Shapiro-Wilk, hallada con el SPSS Statistics 25, obteniéndose un valor superior a 1 como factor de seguridad que garantiza la estabilidad del macizo rocoso.

Tabla 33: Prueba T para comparar una muestra a un valor

Valor de prueba FS = 1.	t	gl	Sig. (bilateral)
Pre test	-19,053	2	0,003
Seccion 1	-8,693	2	0,013
Seccion 2	-17,321	2	0,003
Seccion 3	-17,000	2	0,003

Fuente: Elaboración propia

Para un 95% de nivel de confianza se rechaza la H_0 , es decir se asevera que: El factor de seguridad global según propuesta de sostenimiento es mayor a la presente en la evaluación en etapa previa al sostenimiento.

CONCLUSIONES

- ❖ El modelo geomecanico influye significativamente para garantizar la estabilidad del minado subterraneo del cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023.
- ❖ La influencia de las propiedades de resistencia del maciso rocoso es significativa en el tipo de sostenimiento del cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023.
- ❖ El modelo geomecanico influye positivamente en la determinación del tipo de sostenimiento en el cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023.
- ❖ La influencia del tipo de sostenimiento es significativo para establecer la estabilidad estructuralmente controlada en el cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023.

RECOMENDACIONES

- ❖ Es necesario indicar que, según los resultados de los análisis realizados, existe interacción entre los Niveles 1225 y 1200, a través de la zona plástica de la caja techo. Es decir, la construcción de la galería sill del Nivel 1225 influye en las condiciones de estabilidad de los tajeos ubicados encima de este nivel. Es esta también la razón por la cual no es recomendable las Secuencias 1 y 3 de minado, por la influencia recíproca entre el minado simultáneo debajo y encima del Nivel 1225.
- ❖ Es recomendable que el personal del Departamento de Geomecánica de Mina Andaychagua lleve a cabo análisis retrospectivos (back analysis) de los problemas de inestabilidad (derrumbes) que puedan ocurrir en la galería sill u otras labores mineras asociadas al minado de Veta Andaychagua. Los resultados de estos análisis servirán para la calibración de los modelamientos que se puedan hacer en el futuro para optimizar la secuencia de avance del minado y el sostenimiento.
- ❖ También es recomendable por un lado llevar a cabo programas de instrumentación para monitoreo de desplazamientos en los diferentes componentes estructurales asociados al minado, por otro lado imprimir rapidez en el ciclo de minado para mejorar las condiciones de estabilidad de las excavaciones.
- ❖ Finalmente, en los análisis realizados no ha considerado el efecto del agua en la estabilidad de las labores. Esto hace que el macizo pierda trabazón, generando una condición aun más desfavorable para el control de la estabilidad de las labores mineras. Es recomendable por ello la implementación de diferentes formas de drenaje.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Acosta Medina, I., & Barón Condr, H. (2019). *Análisis geomecánico para la estabilidad en las labores de desarrollo y producción de la mina Santa Clotilde 7-Chongoyape-Lambayeque*. https://repositorio.ucv.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12692/38854/Acosta_MIE-Bar%C3%B3n_CHE.pdf?sequence=1
- Barton Hoek Brown Romana, B. Y., & Norly Belandria Dra Profesor Francisco Bongiorno, P. (2016). *CLASIFICACIONES GEOMECÁNICA DE DE LOS MACIZOS ROCOSOS SEGÚN: GEOTECNIA APLICADA*.
- Belizario Calsin, M., & Condori Cardenas, R. (2021). *Aplicación del método gráfico de estabilidad demathews en vetas angostas para determinarla dimensión geométrica óptima del tajeo n°1 y controlar su inestabilidad en la U.M. Debra Luz*. <http://hdl.handle.net/10757/659079>
- Castresana González, L. (2016). *Análisis comparativo de metodología de sostenimiento*. <https://digibuo.uniovi.es/dspace/handle/10651/38203>
- Cotrado Laura, M., & Amado Romero, D. (2021). *Caracterización geomecánica del macizo rocoso para el diseño de un sostenimiento adecuado en mina Chaparra, Caravelí, Arequipa - 2021*. 1–90. https://repositorio.utp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12867/5732/M.Cotrado_D.Amado_Tesis_Titulo_Profesional_2022.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Jordá-Bordehore, L., Jordá-Bordehore, R., Durán Valsero, J. J., & Romero-Crespo, P. L. (2017). Evaluación de la estabilidad de las labores y pilar corona en las minas abandonadas de S'Argentera (Ibiza, España) combinando clasificaciones geomecánicas, métodos empíricos y análisis numérico-enfocado a su posible aprovechamiento turístico. *Boletín Geológico y Minero*, 128(1), 3–24. <https://doi.org/10.21701/bolgeomin.128.1.001>
- Loarte Trujillo, O. (2018). *GEOMECANICA PARA EL DISEÑO DEL SOSTENIMIENTO DE LAS LABORES MINERAS EN LA CORPORACIÓN MINERA TOMA LA MANO – CORMITOMA S.A. – AÑO 2018*.

http://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/2383/T033_45462469_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Madariaga, J. M. (2015). *CONVENIO DE COLABORACIÓN ENTRE LA SECRETARÍA DE ESTADO DE ENERGÍA DEL MINISTERIO DE INDUSTRIA, ENERGÍA Y TURISMO Y LA UNIVERSIDAD POLITÉCNICA DE MADRID (LABORATORIO OFICIAL J.M. MADARIAGA – LOM)*.

OSINERGMIN. (2017). *GUÍA DE CRITERIOS GEOMECÁNICOS PARA DISEÑO, CONSTRUCCIÓN, SUPERVISIÓN Y CIERRE DE LABORES SUBTERRÁNEAS* Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas Gerencia de Supervisión Minera.

Pantaleón Junco, J., & Carbajal Isidro, H. (2017). “*EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL DIMENSIONAMIENTO, SECUENCIA DE MINADO Y RELLENO DE TAJEOS DE UNA MINA SUBTERRÁNEA.*” <http://hdl.handle.net/20.500.12404/8689>

Ramírez, P., Leandro, O., & Monge, A. (2013). *Mecánica d Fundamentos e Ing de Rocas: eniería de Taludes.*

Suasnabar Ortega, P. (2019). *Análisis técnico para la optimización del sostenimiento en los frentes de la compañía Minera Casapalca S.A.*

http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/1564/1/T026_47344236_T.pdf

Zorrilla Altuna, L. (2015). *La seguridad en el sostenimiento con criterios geomecánicos en la excavación subterránea de la central hidroeléctrica cerro del Aguila.*

ANEXOS
Anexo 1: Matriz de consistencia
MATRIZ DE CONSISTENCIA

TITULO: “MODELO GEOMECÁNICO PARA GARANTIZAR LA ESTABILIDAD DEL MINADO SUBTERRÁNEO DEL CUERPO SALVADORA, MINA ANDAYCHAGUA, 2023”

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPÓTESIS	METODOLOGÍA
<p>Problema general ¿Como influye el modelo geomecanico para garantizar la estabilidad del minado subterraneo del cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023?</p>	<p>Objetivo general Determinar cómo influye el modelo geomecanico para garantizar la estabilidad del minado subterráneo del cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023.</p>	<p>Hipótesis general El modelo geomecanico influye significativamente para garantizar la estabilidad del minado subterraneo del cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023.</p>	<p>Ámbito: – Temporal : mayo 2023 Espacial : Unidad Minera Andaychagua Tipo de investigación Aplicada</p> <p>Nivel de investigación Explicativo</p> <p>Método de investigación General: Científico Especifico: Inductivo–deductivo</p> <p>Diseño de estudio Cuasi Experimental</p> <p>Instrumento y técnica ficha de mapeo geomecanico Observación</p> <p>Procesamiento Presentación descriptiva con tablas de frecuencia, gráficos y estadística inferencial.</p>
<p>Problemas específicos</p> <ul style="list-style-type: none"> – ¿Cuál es la influencia de las propiedades de resistencia del macizo rocoso en el tipo de sostenimiento del cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023? – ¿Cómo el modelo geomecanico influye en la determinación del tipo de sostenimiento en el cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023? – ¿Cuál es la influencia del tipo de sostenimiento para establecer la estabilidad estructuralmente controlada en el cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023? 	<p>Objetivos específicos</p> <ul style="list-style-type: none"> – Establecer la influencia de las propiedades de resistencia del macizo rocoso en el tipo de sostenimiento del cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023. – Determinar cómo el modelo geomecanico influye en la determinación del tipo de sostenimiento en el cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023. – Establecer cuál es la influencia del tipo de sostenimiento para establecer la estabilidad estructuralmente controlada en el cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023. 	<p>Hipótesis específicas</p> <ul style="list-style-type: none"> – La influencia de las propiedades de resistencia del macizo rocoso es significativa en el tipo de sostenimiento del cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023. – El modelo geomecanico influye positivamente en la determinación del tipo de sostenimiento en el cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023. – La influencia del tipo de sostenimiento es significativo para establecer la estabilidad estructuralmente controlada en el cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023. 	

Anexo 2: Guía de Observación de la Clasificación Geomecánica RMR89

Parámetros de clasificación

1	Resistencia de la roca Intacta (MPa)	Índice de carga puntual	> 10	10 - 4	4 - 2	2 - 1	No se usa; es preferible emplear UCS		
		Resistencia a la compresión uniaxial UCS	> 250	250 - 100	100 - 50	50 - 25	25 - 5	5 - 1	< 1
	Valuación	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD (%)	> 90	90 - 75	75 - 50	50 - 25	< 25			
	Valuación	20	17	13	8	3			
3	Espaciamiento entre discontinuidades (m)	> 2.00	2.00 - 0.60	0.60 - 0.20	0.20 - 0.06	< 0.06			
	Valuación	20	15	10	8	5			
4	Estado de las discontinuidades	Persistencia (m)	< 1	1 - 3	3 - 10	10 - 20	> 20		
		Valuación	6	4	2	1	0		
		Abertura (mm)	Cerrada	< 0.1	0.1 - 10	10 - 5.0	> 5.0		
		Valuación	6	5	4	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Lustrosa		
		Valuación	6	5	3	1	0		
		Relleno	Sin relleno	Relleno duro (< 5 mm)	Relleno duro (> 5 mm)	Relleno blando (< 5 mm)	Relleno blando (> 5 mm)		
		Valuación	6	4	2	2	0		
		Descomposición	Fresca	Levemente descompuesta	Moder. descompuesta	Altamente descompuesta	Extrem. descompuesta		
5	Agua freática	Caudal por 10 m de excavación (lt/min)	0	0 - 10	10 - 25	25 - 125	> 125		
		Presión de agua / Esfuerzo principal mayor σ	0.0	0.0 - 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Condición general	Completamente seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo		
		Valuación	15	10	7	4	0		

Corrección por orientación de discontinuidades (6)

Dirección y buzamiento		Muy favorables	Favorables	Regulares	Desfavorables	Muy desfavorables
Valuación	Túneles y labores mineras	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Orientación de discontinuidades en un túnel

Rumbo perpendicular al eje del túnel				Rumbo paralelo al eje del túnel		Buzamiento 0° - 20°
Avance con el buzamiento		Avance contra el buzamiento				
Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable

Calificación

Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Regular	Pobre	Muy pobre
Valuación	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	≤ 20

Características geotécnicas

Clase	I	II	III	IV	V
Tiempo de Auto Soporte (T.A. S.) y Vano	20 años para 15 m	1 año para 10 m	1 semana para 5 m	10 horas para 2.5 m	30 minutos para 1 m
Cohesión (Kp/cm ²)	> 4	4 - 3	3 - 2	2 - 1	< 1
Ángulo de fricción interna	> 45°	45° - 35°	35° - 25°	25° - 15°	< 15°

$$RMR = 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6$$

Anexo 3: Base de datos mapeo geomecánico de labores subterráneas

MAPEO GEOMECANICO EN LABORES SUBTERRANEAS										VOLCAN		MINA ANDAYCHAGUA															
PROYECTO: EVALUACION GEOMECANICA PARA EL MINADO SUBTERRANEO DEL CUERPO SALVADORA DE MINA ANDAYCHAGUA										REALIZADO		FECHA		HOJA													
Nº ESTACION		ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		UBICACION:		NIVEL:		SRM		30/07/2022		14 de 40													
E-039		137°		90°		0		6		Rampa RP-315		NV-1315		Encima y al NE del cuerpo Salvadora													
VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)																											
TIPO DE ROCA						RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)										VALORA.											
A		B		%		NºFract./ ml.		PARAMETRO																			
MEVOL		100		-		-		18		R. COMPRES. UNIAXIAL (MPa)		>250 (15)		100-250 (12)		50-100 (7)		25-50 (4)		<25 (2) <5(1) <(0)		1		7			
										RQD %		90-100 (20)		75-90 (17)		50-75 (13)		25-50 (8)		<25 (3)		2		13			
TIPO		ORIENTACION		ESPACIAMIENTO		RELLENO		Comentarios		ESPACIAMIENTO(m)		>2 (20)		0,6-2 (15)		0,2-0,6 (10)		0,06-0,2 (8)		<0,06 (5)		3		8			
ESTRUC.		DIRECCION BUZ.		BUZAMIENTO						CONDICION DE JUNTAS		PERSISTENCIA		<1m long. (6)		1-3 m Long. (4)		3-10m (2)		10-20m (1)		>20 m (0)		4A		4	
J		208°		75°		4		arc, cz < 1mm Lig. Rug.		DE		ABERTURA		Cerrada (6)		<0,1mm apert. (5)		0,1-1,0mm (4)		1-5 mm (1)		>5 mm (0)		4B		1	
J		207°		72°		4		arc, cz < 1mm Lig. Rug.		RUGOSIDAD		Muy rugosa (6)		Rugosa (5)		Lig.rugosa (3)		Lisa (1)		Espejo de falla (0)		4C		3			
J		200°		68°		4		arc, cz < 1mm Lig. Rug.		RELLENO		Limpia (6)		Duro <5mm (4)		Duro >5mm (2)		Suave <5 mm (1)		Suave >5mm (0)		4D		1			
J		184°		58°		4		arc, cz < 1mm Lig. Rug.		ALTERACION		Sana (6)		Lig.Alterada. (5)		Mod.Alterada. (3)		Muy Alterada. (2)		Descompuesta (0)		4E		5		10	
J		175°		51°		4		arc, cz < 1mm Lig. Rug.		AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)		Humedo (10)		Mojado (7)		Goteo (4)		Flujo (0)		5		10			
J		165°		50°		4		arc, cz < 1mm Lig. Rug.																			
J		281°		87°		4		arc, cz < 1mm Lig. Rug.																			
J		108°		87°		4		arc, cz < 1mm Lig. Rug.																			
J		102°		78°		4		arc, cz < 1mm Lig. Rug.																			
										VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1a 5) =						52											
CLASE DE MACIZO ROCOSO																											
RMR		100 - 81		80 - 61		60 - 51		50 - 41		40 - 31		30 - 21		20 - 0		III A											
DESCRIPCION		I Muy Buena		II Buena		IIIa Regular A		IIIb Regular B		IVA Mala A		IVB Mala B		V Muy Mala													

RL (NUMERO DE REBOTE)			
J	RQD	J	RQD
5	91	15	55
6	88	16	52
7	84	17	48
8	81	18	44
9	77	19	40
10	74	20	37
11	70	21	33
12	66	22	29
13	63	23	26
14	59	24	22

ABREVIAC. TIPO DE ESTRUCTURAS			
D	Diaclasi	Vt	Veta
F	Falla	Vtil	Vetilla

ABREVIACION DE TIPO DE ROCA			
MIN	Mineral	FILI	Fiita
MEVOL	Metavolcanico		

ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO			
Ox	Oxido	Cal	Calcita
Arc	Arcilla	Lm	Limos
Cb	Carbonatos	Py	Pirita

ABREVIACION ESPACIAMIENT.		RANGO UCS (MPa)	
1	>2 m	R1	1-5
2	0.6 - 2 m	R2	5-25
3	0.2 - 0.6 m	R3	25-50
4	0.06 - 0.2 m	R4	50-100
5	<0.06 m	R5	100-250
		R6	>250

Mina Andaychagua
Cuerpo Salvadora

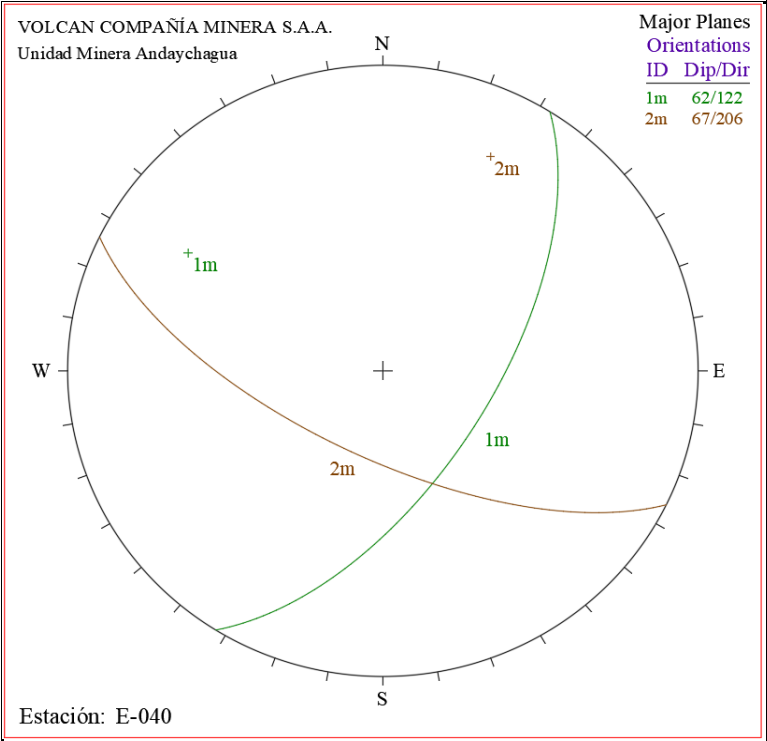
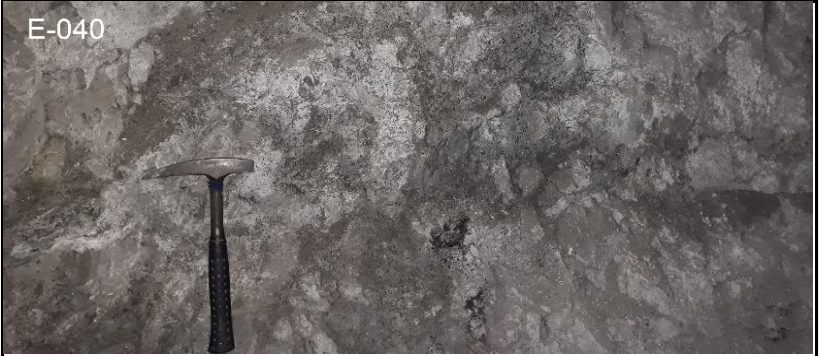
Major Planes Orientations
 1m 53/175
 2m 72/205
 3m 84/155
 4m 84/155
 5m 84/155

Estación: E-039

MAPEO GEOMECANICO EN LABORES SUBTERRANEAS										VOLCAN		MINA ANDAYCHAGUA																									
PROYECTO: EVALUACION GEOMECANICA DEL MINADO SUBTERRANEO DEL CUERPO SALVADORA DE MINA ANDAYCHAGUA										REALIZADO: FUC		FECHA: 4/08/2022		HOJA: 40 de 40																							
N° ESTACION		ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		UBICACION:		NIVEL:		SECTOR:		PROSPERIDAD		TECHO																							
E-040		192°		86°		0		5		AC-D16		NV-1350		Prosperidad Techo - - MIN																							
VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)										PARAMETRO		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)						VALORA.																			
TIPO DE ROCA				FRECUENCIA FRACTURA		R.COMPRE UNIAXIAL (MPa)		>250 (15)		100-250 (12)		50-100 (7)		25-50 (4)		<25(2) <5(1) <(0)		1 3																			
A		%		B		%		N°Fract./ ml.		RQD %		90-100 (20)		75-90 (17)		50-75 (13)		25-50 (8)		<25 (3)		2 8															
MIN		100		-		-		18		RQD %		≥2 (20)		0,6-2 (15)		0.2-0.6 (10)		0.06-0.2 (8)		<0.06 (5)		3 6															
TIPO		ORIENTACION		ESPACIAMIENTO		RELLENO		Comentarios		CONDICION		DE		JUNTAS		AGUA SUBTERRANEA		VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1a 5) = 38																			
ESTRUC.		DIRECCION BUZ.		BUZAMIENTO		TIPO		ESPESOR		PERSISTENCIA		ABERTURA		RUGOSIDAD		RELLENO		ALTERACION		DESCRIPCION		CLASE DE MACIZO ROCOSO															
J		100°		63°		5-Abr		arc,ox 1-5 mm		-		<1m long. (6)		X 1-3m Long. (4)		Cerrada (6)		Muy rugosa (6)		Limpia (6)		Sana (6)		Seco (15)		X Humedo (10)		X Mojado (7)		Goteo (4)		Flujo (0)		5 8			
J		110°		65°		5-Abr		arc,ox 1-5 mm		-		<0.1mm apert. (5)		X 0.1-1.0mm (4)		Rugosa (5)		X Duro <5mm (4)		X Lig.Alterada. (5)		I Muy Buena		II Buena		III Regular A		IV Regular B		V Mala A		VI Mala B		VII Muy Mala		IV A	
J		100°		60°		5-Abr		arc,ox 1-5 mm		-		Muy rugosa (6)		X Rugosa (5)		X Duro >5mm (2)		X Mod.Alterada. (3)				II Buena		III Regular A		IV Regular B		V Mala A		VI Mala B		VII Muy Mala					
J		190°		74°		5-Abr		arc,ox 1-5 mm		-		Limpia (6)		X Duro <5mm (4)		X Mod.Alterada. (3)						III Regular A		IV Regular B		V Mala A		VI Mala B		VII Muy Mala							
J		180°		75°		5-Abr		arc,ox 1-5 mm		-		Lig.Alterada. (5)		X Mod.Alterada. (3)								IV Regular B		V Mala A		VI Mala B		VII Muy Mala									
J		190°		75°		5-Abr		arc,ox 1-5 mm		-		Sana (6)		X Lig.Alterada. (5)								V Mala A		VI Mala B		VII Muy Mala											
J		220°		65°		5-Abr		arc,ox 1-5 mm		-		Humedo (10)		X Mojado (7)								VI Mala B		VII Muy Mala													
J		220°		65°		5-Abr		arc,ox 1-5 mm		-		Mojado (7)										VII Muy Mala															
J		210°		60°		5-Abr		arc,ox 1-5 mm		-																											
J		140°		65°		5-Abr		arc,ox 1-5 mm		-																											
J		142°		65°		5-Abr		arc,ox 1-5 mm		-																											
J		140°		60°		5-Abr		arc,ox 1-5 mm		-																											

RL (NUMERO DE REBOTE)			
J	RQD	J	RQD
5	91	15	55
6	88	16	52
7	84	17	48
8	81	18	44
9	77	19	40
10	74	20	37
11	70	21	33
12	66	22	29
13	63	23	26
14	59	24	22

ABREVIACION DE TIPO DE ROCA			
MIN	Mineral	FIL	Fiita
MEVOL	Metavolcanico		



ABREVIAC. TIPO DE ESTRUCTURAS			
D	Diaclasa	Vt	Veta
F	Falla	Vtll	Vetilla

ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO			
Ox	Oxido	Cal	Calcita
Arc	Arcilla	Lm	Limos
Cb	Carbonatos	Py	Pirita

ABREVIACION ESPACIAM IEN.		RANGO UCS (M Pa)	
1	>2 m	R1	1- 5
2	0.6 - 2 m	R2	5 - 25
3	0.2 - 0.6 m	R3	25 - 50
4	0.06 - 0.2 m	R4	50 - 100
5	<0.06 m	R5	100 - 250
		R6	>250

LOGUEO GEOTECNICO DE TESTIGOS ROCOSOS



Proyecto: ESTUDIO GEOMECANICO PARA EL MINADO SUBTERRANEO DEL CUERPO SALVADORA DE MINA ANDAYCHAGUA

SONDAJE	COORDENADAS	E :	389,451.75	N :	8702273.937	Cota :	3701.504	Realiz:	SRM	HDP	Pág.
DDH-U-AN-19- 029	ORIENTACION	Azimut :	31.56°	Inclinación :	-42.43°	Longitud:	165.90	Fecha:	Agosto 2022	1 de 1	4

Intervalo de Profundidad		Longitud del tramo (m)	Litología	Grado de Alteración	Resistenc. compres. roca intacta	RQD (%)	Parámetros del RMR										DESCRIPCIÓN	
Desde (m)	Hasta (m)						RC (1)	RQD (2)	Esp. (3)	Condición de juntas (4)				Agua (5)	RMR Total			
								Per	Ap	Rug	Rel	Alt						
0.00	67.70																	
67.70	79.00	11.30	METAV	Lig	R4	70	7	13	8	4	4	3	1	4	10	54	IIIA	Regular A
79.00	103.00	24.00	FILL	Mod	R3	60	4	13	8	4	4	1	1	3	10	48	IIIB	Regular B
103.00	107.20	4.20	FILL	Muy	R2	30	2	8	5	4	4	1	1	3	10	38	IVA	Mala A
107.20	111.60	4.40	METAV	Mod	R3	30	4	8	8	4	2	2	1	4	10	43	IIIB	Regular B
111.60	145.30	33.70	MINERAL	Lig	R4	80	7	17	10	4	4	3	2	5	10	62	II	Buena
145.30	147.50	2.20	FILL	Lig	R4	70	7	13	8	4	4	1	1	5	10	53	IIIA	Regular A
147.50	155.90	8.40	FILL	Muy	R2	20	2	3	5	4	2	1	1	3	10	31	IVA	Mala A
155.90	157.10	1.20	FILL	Muy	R1	5	1	3	5	0	0	0	0	0	10	19	V	Muy Mala
157.10	165.90	8.80	FILL	Mod	R3	45	4	8	8	4	4	1	1	5	10	45	IIIB	Regular B
	FIN																	

Litología		Resistencia de la roca intacta (MPa)			VALORACION DEL MACIZO ROCOSO									
METAV	Metavolcánico	R1	Deleznable con golpes firmes, se desconcha con una cuchilla	1 - 5	RESIST. COMP. UNIAX.	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1			
FILITA	Filita				R Q D (%)	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2			
MINERAL	Mineral	R2	Se desconcha con dificult. c/ cuchilla. Marcas no profundas con la picota.	5 - 25	ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0,6-2 (15)	0,2-0,6 (10)	0,06-0,2 (8)	< 0,06 (5)	3			
VOL	Volcánico				COND. DE JUNTAS	Persistencia <1m long. (6)	1-3 m Lon. (4)	3-10 m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A			
DAC	Dacita	R3	No se raya ni desconcha c/ cuchillo. Se rompe con golpe firme de picota.	25 - 50	Apertura Cerrada (6)Muy	<1mm aper. (5)	0,1-1,mm (4)	1 - 5 mmLisa (1)	> 5 mm (0)	4B				
AND	Andesita				Rugosidad rugosa (6) Limpia	Rugosa (5)	Lig. rugosa (3)	Suave < 5 m (1)	Espejo falla (0)	4C				
Grado de alteración		R4	La muestra se rompe con más de un golpe de la picota.	50 - 100	Relleno (6)	Duro>5mm (4)	Duro: 5mm (2)	Muy Alterada (1)	Suaves>5 mm (0)	4D				
San	Sano				Alteración Sana (6)	Lig. Altera (5)	Mod.Alterada (3)	Descompuesta (0)	4E					
Lig	Ligero	R5	Se requiere varios golpes de la picota para romper la muestra.	100 - 250	AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5			
Mod	Moderado				RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 51	50 - 41	40 - 31	30 - 21	20 - 0		
Muy	Muy alterado	R6	Solo se rompe esquirilas c/ la picota.	>250	DESCRIPCION	I Muy Buena	II Buena	IIIA Regular A	IIIB Regular B	IVA Mala A	IVB Mala B	V Muy Mala		

LOGUEO GEOTECNICO DE TESTIGOS ROCOSOS

Proyecto:

**ESTUDIO GEOMECANICO PARA EL MINADO SUBTERRANEO
DEL CUERPO SALVADORA DE MINA ANDAYCHAGUA**



MINA ANDAYCHAGUA

SONDAJE		COORDENADAS		E :	389,450.79	N :	8702272.841	Cota :	3702.87	Realiz:	SRM	HDD		Pág.				
DDH-U-AN-19- 032		ORIENTACION		Azimut :	24.55°	Inclinación :	-35.07°	Longitud:	180.20	Fecha:	Agosto 2022	1	de 1	5				
Intervalo de Profundidad		Longitud del tramo (m)	Litología	Grado de Alteración	Resistenc. compres. roca intacta	RQD (%)	Parámetros del RMR										DESCRIPCIÓN	
Desde (m)	Hasta (m)						RC (1)	RQD (2)	Esp. (3)	Condición de juntas (4)				Agua (5)	RMR Total			
								Per	Ap	Rug	Rel	Alt						
0.00	72.80																	
72.80	80.50	7.70	METAV	Lig	R4	55	7	13	8	4	4	3	1	3	10	53	IIIA	Regular A
80.50	83.80	3.30	METAV	Muy	R2	12	2	3	5	4	2	1	1	2	10	30	IVB	Mala B
83.80	121.10	37.30	FILL	Mod	R3	40	4	8	8	4	4	1	1	5	10	45	IIIB	Regular B
121.10	148.30	27.20	MINERAL	Lig	R4	90	7	17	10	4	4	3	2	5	10	62	II	Buena
148.30	159.10	10.80	FILL	Mod	R3	15	4	3	5	4	4	3	1	3	10	37	IVA	Mala A
159.10	172.60	13.50	FILL	Mod	R3	65	4	13	8	4	4	1	1	5	10	50	IIIB	Regular B
172.60	180.20	7.60	FILL	Muy	R2	15	2	3	5	4	4	1	1	4	10	34	IVA	Mala A
	FIN																	

Litología		Resistencia de la roca intacta (MPa)			VALORACION DEL MACIZO ROCOSO									
METAV	Metavolcánico	R1	Deleznable con golpes firmes, se desconcha con una cuchilla	1 - 5	RESIST. COMP. UNIAX.	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1			
FILITA	Filita				R Q D (%)	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2			
MINERAL	Mineral	R2	Se desconcha con dificult. c/ cuchilla. Marcas no profundas con la picota.	5 - 25	ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0,6-2 (15)	0,2-0,6 (10)	0,06-0,2 (8)	< 0,06 (5)	3			
VOL	Volcánico				COND. DE JUNTAS	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Lon. (4)	3-10 m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A		
DAC	Dacita	R3	No se raya ni desconcha c/ cuchillo. Se rompe con golpe firme de picota.	25 - 50		Apertura	Cerrada (6)Muy	<1mm aper. (5)	0,1-1,mm (4)	1 - 5 mmLisa (1)	> 5 mm (0)	4B		
AND	Andesita				Rugosidad	rugosa (6) Limpia	Rugosa (5)	Lig. rugosa (3)	Suave < 5 m (1)	Espejo falla (0)	4C			
Grado de alteración		R4	La muestra se rompe con más de un golpe de la picota.	50 - 100	Relleno	(6)	Duro>5mm (4)	Duro: 5mm (2)	Muy Alterada (1)	Suaves>5 mm (0)	4D			
San	Sano				Alteración	Sana (6)	Lig. Altera (5)	Mod.Alterada (3)	Descompuesta (0)	4E				
Lig	Ligero	R5	Se requiere varios golpes de la picota para romper la muestra.	100 - 250	AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5			
Mod	Moderado				RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 51	50 - 41	40 - 31	30 - 21	20 - 0		
Muy	Muy alterado	R6	Solo se rompe esquirlas c/ la picota.	>250	DESCRIPCION	I Muy Buena	II Buena	IIIA Regular A	IIIB Regular B	IVA Mala A	IVB Mala B	V Muy Mala		

LOGUEO GEOTECNICO DE TESTIGOS ROCOSOS



Proyecto: ESTUDIO GEOMECANICO PARA EL MINADO SUBTERRANEO DEL CUERPO SALVADORA DE MINA ANDAYCHAGUA

SONDAJE	COORDENADAS	E :	389,451.91	N :	8702274.616	Cota :	3700.815	Realiz:	SRM	Hoy	Pág.
DDH-U-AN-19- 037	ORIENTACION	Azimut :	49.56°	Inclinación :	-42.83°	Longitud:	233.30	Fecha:	Agosto 2022	1 de 1	6

Intervalo de Profundidad		Longitud del tramo (m)	Litología	Grado de Alteración	Resistenc. compres. roca intacta	RQD (%)	Parámetros del RMR										DESCRIPCIÓN	
Desde (m)	Hasta (m)						RC (1)	RQD (2)	Esp. (3)	Condición de juntas (4)				Agua (5)	RMR Total			
								Per	Ap	Rug	Rel	Alt						
0.00	70.50																	
70.50	76.70	6.20	METAV	Lig	R4	70	7	13	8	4	4	3	1	5	10	55	IIIA	Regular A
76.70	91.00	14.30	FILL	Mod	R3	20	4	3	5	4	4	1	1	4	10	36	IVA	Mala A
91.00	102.50	11.50	FILL	Muy	R2	15	2	3	5	4	2	1	1	3	10	31	IVA	Mala A
102.50	111.50	9.00	FILL	Mod	R3	55	4	13	8	4	4	2	1	3	10	49	IIIB	Regular B
111.50	114.50	3.00	FILL	Muy	R2	10	2	3	5	4	1	1	1	2	10	29	IVB	Mala B
114.50	121.60	7.10	MINERAL	Lig	R4	70	7	13	8	4	4	3	2	5	10	56	IIIA	Regular A
121.60	130.20	8.60	METAV	Lig	R4	70	7	13	8	4	4	3	2	5	10	56	IIIA	Regular A
130.20	140.70	10.50	FILL	Mod	R3	50	4	8	8	4	4	2	1	5	10	46	IIIB	Regular B
140.70	152.80	12.10	METAV	Mod	R3	25	4	3	8	4	4	1	1	3	10	38	IVA	Mala A
152.80	162.90	10.10	METAV	Mod	R3	55	4	13	8	4	4	1	1	4	10	49	IIIB	Regular B
162.90	233.30																	
	FIN																	

Litología		Resistencia de la roca intacta (MPa)			VALORACION DEL MACIZO ROCOSO									
METAV	Metavolcánico	R1	Deleznable con golpes firmes, se desconcha con una cuchilla	1 - 5	RESIST. COMP. UNIAX.	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1			
FILITA	Filita				R Q D (%)	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2			
MINERAL	Mineral	R2	Se desconcha con dificult. c/ cuchilla. Marcas no profundas con la picota.	5 - 25	ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0,6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	3			
VOL	Volcánico				COND. DE JUNTAS	Persistencia <1m long. (6)	1-3 m Lon. (4)	3-10 m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A			
DAC	Dacita	R3	No se raya ni desconcha c/ cuchillo. Se rompe con golpe firme de picota.	25 - 50	Apertura Cerrada (6)Muy	<1mm aper. (5)	0.1-1.mm (4)	1 - 5 mmLisa (1)	> 5 mm (0)	4B				
AND	Andesita				Rugosidad rugosa (6) Limpia	Rugosa (5)	Lig. rugosa (3)	Suave < 5 m (1)	Espejo falla (0)	4C				
Grado de alteración		R4	La muestra se rompe con más de un golpe de la picota.	50 - 100	Relleno (6)	Duro>5mm (4)	Duro: 5mm (2)	Muy Alterada (1)	Suaves>5 mm (0)	4D				
San	Sano				Alteración Sana (6)	Lig. Altera (5)	Mod.Alterada (3)	Descompuesta (0)	4E					
Lig	Ligero	R5	Se requiere varios golpes de la picota para romper la muestra.	100 - 250	AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5			
Mod	Moderado				RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 51	50 - 41	40 - 31	30 - 21	20 - 0		
Muy	Muy alterado	R6	Solo se rompe esquirlas c/ la picota.	>250	DESCRIPCION	I Muy Buena	II Buena	IIIA Regular A	IIIB Regular B	IVA Mala A	IVB Mala B	V Muy Mala		

CXC

Anexo 5 Resultados de ensayos de laboratorio de mecánica de rocas

Resultados numéricos de los ensayos de mecánica de rocas

Resultados de ensayos de propiedades físicas – PF

ID MUESTRA / DISTANCIA (m)	DIÁMETRO "d" (cm)	ALTURA "h" (cm)	DENSIDAD SECA (gr/cm ³)	DENSIDAD HÚMEDA (gr/cm ³)	PESO ESPECÍFICO APARENTE (KN/m ³)	CONTENIDO DE HUMEDAD (%)	POROSIDAD APARENTE (%)
M-1 / 66.50 - 66.70	6.32	2.01	2.86	2.87	28.09	0.17	0.51
	6.33	2.07	2.79	2.80	27.46	0.22	0.65
	6.33	2.06	2.69	2.69	26.41	0.23	0.65
Promedio			2.78	2.79	27.32	0.20	0.60
M-3 / 122.20 - 122.60	6.34	2.17	2.77	2.78	27.30	0.58	1.64
	6.34	2.10	2.82	2.84	27.81	0.59	1.69
	6.34	2.01	2.86	2.87	28.17	0.49	1.45
Promedio			2.82	2.83	27.76	0.55	1.59
M-4 / 153.70 - 154.00	1.96	2.91	3.53	3.56	34.87	0.81	2.93
	2.14	2.91	3.55	3.57	35.03	0.74	2.69
	2.04	2.93	3.40	3.44	33.72	1.00	3.48
Promedio			3.49	3.52	34.54	0.85	3.03
M-7 / 95.90 - 96.30	2.03	3.09	2.87	2.90	28.39	0.78	2.29
	2.15	3.08	2.86	2.89	28.30	0.74	2.18
	1.93	3.08	2.87	2.89	28.35	0.71	2.08
Promedio			2.87	2.89	28.34	0.74	2.18
M-8 / 170.20 - 170.40	1.93	2.99	3.31	3.34	32.71	0.64	2.17
	1.99	2.90	3.48	3.51	34.39	0.82	2.90
	2.01	2.93	3.37	3.41	33.41	1.13	3.88
Promedio			3.39	3.42	33.50	0.86	2.99

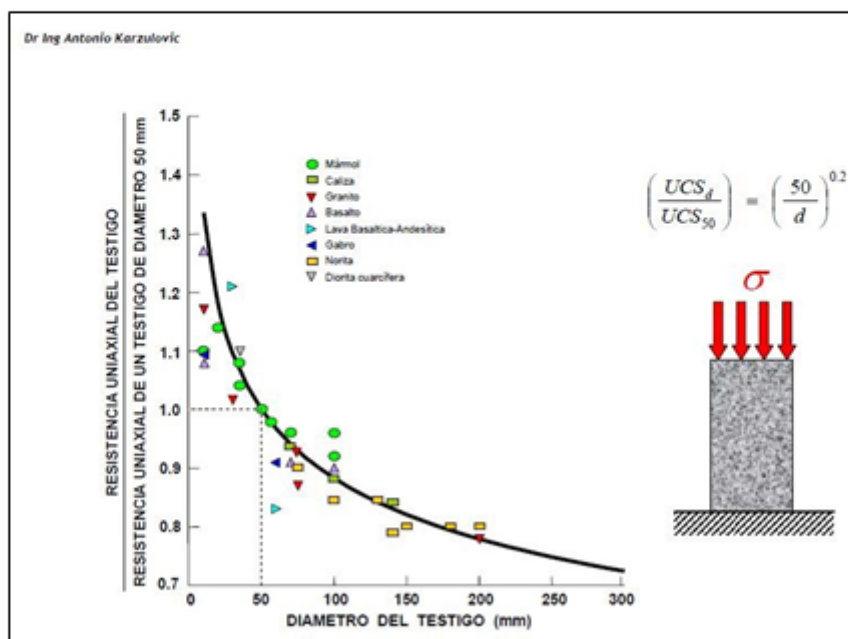
Resultados de ensayos de resistencia a la compresión uniaxial – UCS

ID MUESTRA / DISTANCIA (m)	DIÁMETRO “d” (mm)	ALTURA “h” (mm)	CARGA (kN)	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL – UCS(d)(MPa)	TIEMPO DE ENSAYO (s)
M-1 / 69.30 - 69.50	63.4	129.8	159.86	50.64	90.8
M-2 / 106.40 - 106.70	63.4	130.7	136.58	43.26	75.4
M-3 / 122.20 - 122.60	63.3	130.6	149.12	47.38	84.9
M-11 / 183.05 - 183.50	63.4	130.7	75.88	24.04	37.0

R.E.: Relación de Esbeltez = $h/d > 2.0$

Velocidad de Ensayo conforme lo Indican las normas ASTM y recomendaciones del ISRM: 0.5 MPa/s (constante – Servo-controlado), y se cumple con los tiempos aproximados de duración de los Ensayos (2 – 15min.).

Nota 1: El/Los valore(s) de UCS(d) mostrados en este cuadro, son al diámetro directo del testigo ensayado, no existe corrección al diámetro UCS(50). Si el cliente lo requiere, tendría que usar alguna formulación como “Hoek-Brown Diagram for UCS Corrections, 1980”, “Hawkins, Relation between UCS and size (core), 1998” u otras como:



Fuente: Dr. Inq. Antonio K. / AKL Ingeniería & Geomecánica Ltda. (Chile).

Resultados de ensayos de resistencia a la compresión triaxial – TX

ID MUESTRA / DISTANCIA (m)	DÍA. "d" (mm)	ALT. "h" (mm)	CONF. σ_3 (MPa)	ESFUERZO COMP. (MPa)	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL – UCS(t) (MPa)	COHESIÓN (MPa) (*)	ANGULO DE FRICCIÓN INTERNO (°) (**)	CONSTANTE "mi"
M-2 / 105.30 - 105.70	63.4	126.1	2.0	58.64	44.60	9.99	45.17	15.10
		126.5	4.0	75.10				
		126.2	6.0	82.15				

R.E.: Relación de Esbeltez = $h/d \leq 2.0$

Conf. = Confinamiento Lateral (σ_3)

Esfuerzo Comp. = Esfuerzo de Compresión, de Rotura, Vertical (MPa)

UCS(t) = Resistencia a la Compresión Uniaxial, teórico (valor indirecto, tomado de las formulaciones para el cálculo de las constantes "mi", Cohesión y Fricción). No es un parámetro Directo como si lo es el ensayo UCS(d) o UCS(50).

(*) Parámetros Conforme el Criterio de Mohr Coulomb. Demás parámetros (mi), conforme Criterio de Hoek-Brown.

Resultados de ensayo de constante elásticas – CE

ID MUESTRA A / DISTANCIA (m)	DÍA. "d" (mm)	ALT. "h" (mm)	CARGA (kN)	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL – UCS(d) (MPa)	MÓDULO DEYOUNG "E" (GPa) (*) (Transductores)	MÓDULO DEYOUNG "E" (GPa) (**) (Strain Gauges)	RELACIÓN DEPOISSON "v" (Strain Gauges)
M-2 / 106.40 - 106.70	63.4	129.6	264.94	83.92	21.84	24.15	0.28
M-11 / 183.05 - 183.50	63.4	128.8	68.42	21.67	13.65	14.58	0.24

Resultados de ensayo de constante elásticas confinadas – CEc

ID MUESTRA A / DISTANCIA (m)	DÍA. "d" (mm)	ALT. "h" (mm)	CON F. σ_3 (MPa)	RESISTENCIA A MAX. ROTURA σ_1 (MPa)	MÓDULO DEYOUNG "E" (GPa) (*) (Transductores)	MÓDULO DEYOUNG "E" (GPa) (**) (Strain Gauges)	RELACIÓN DEPOISSON "v" (Strain Gauges)
M-1 / 69.50 – 72.90	63.3	127.0	1.5	56.25	16.82	17.79	0.16
	63.3	126.3	3.0	106.12	24.51	34.56	0.21
	63.3	127.2	6.0	111.83	25.70	27.31	0.23
	63.4	126.6	9.0	85.28	25.16	23.24	0.28
M-6 / 192.55 – 194.05	63.4	125.6	1.5	54.40	16.15	18.23	0.25
	63.4	126.0	3.0	60.91	18.76	19.51	0.26
	63.4	127.0	6.0	144.34	23.38	24.92	0.19
	63.4	126.1	9.0	101.05	19.53	19.78	0.20

ENSAYOS DE CARGA / DESCARGA	ID MUESTRA / DISTANCIA (m) / LITOLOGÍA	DÍA. "d" (mm)	ALT. "h" (mm)	Máxima carga Compresiva (%)	Mínima Carga Descenso (%)	Velocidad de Ensayo
	M-1 / 66.50 – 72.90 / METAV	63.4	126.6	Entre 70% y 90%	1% al 5%	1 □ m/s
		63.4	128.2	Entre 70% y 90%	1% al 5%	1 □ m/s

Resultado de ensayo de resistencia a la tracción indirecta – TI

ID MUESTRA / DISTANCIA (m)	DIÁ. "d" (mm)	ALT. "h" (mm)	CARGA (KN)	RESISTENCIA A LA TRACCIÓN INDIRECTA (Mpa)	PROMEDIO RESISTENCIA A LA TRACCIÓN INDIRECTA (Mpa)
M-1 / 66.70-66.90	63.3	30.5	30.90	10.19	9.02
	63.3	32.5	34.29	10.61	
	63.3	31.4	19.59	6.27	
M-6 / 193.00-193.40	63.4	32.2	25.93	8.09	6.93
	63.4	31.3	22.30	7.15	
	63.4	30.4	16.79	5.55	

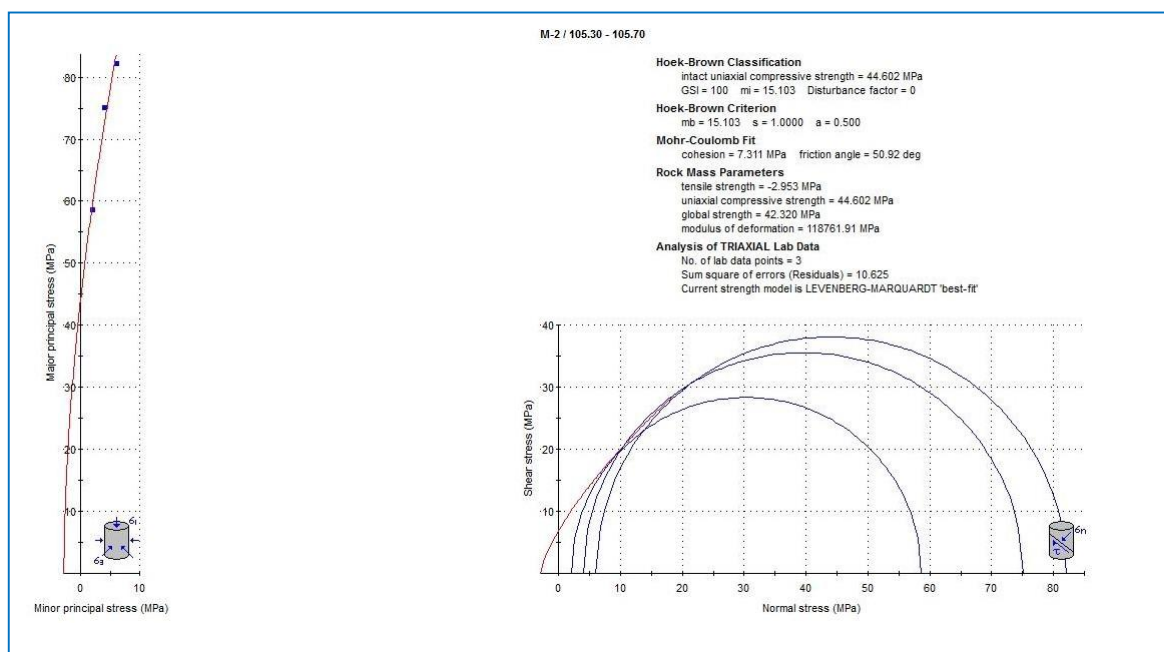
Resultado de ensayo de resistencia al corte directo – CD

ID MUESTRA / DISTANCIA (m)	DIÁ. "D" (mm)	TIPO DE DISCONTINUIDAD	FUERZA NORMAL (kN)	FUERZA DE CORTE (kN)	ESFUERZO NORMAL (MPa)	ESFUERZO DE CORTE (MPa)	COHESIÓN (MPa)	ANGULO DE FRICCIÓN RESIDUAL (°)
M-1 / 67.55-67.90	63.30	Simulada ($a = 0$)	0.50	0.71	0.159	0.226	0.136	28.97
			1.40	1.22	0.445	0.388		
			2.30	1.72	0.731	0.547		
			3.70	2.39	1.176	0.759		
			5.50	3.52	1.748	1.119		
M-3 / 122.20-122.60	63.30	Simulada ($a = 0$)	0.50	0.75	0.159	0.238	0.129	31.83
			1.40	1.26	0.445	0.400		
			2.30	1.82	0.731	0.578		
			3.70	2.67	1.176	0.848		
			5.50	3.85	1.748	1.223		
M-8 / 170.20-170.40	55.00	Simulada ($a = 0$)	0.60	0.72	0.253	0.303	0.150	30.85
			1.80	1.37	0.758	0.577		
			3.00	2.20	1.263	0.926		
			4.90	3.31	2.062	1.393		
			7.30	4.69	3.073	1.974		
M-11 / 183.05-183.50	63.40	Simulada ($a = 0$)	0.50	0.60	0.158	0.190	0.089	30.32
			1.40	1.08	0.443	0.342		
			2.30	1.65	0.729	0.523		
			3.70	2.37	1.172	0.751		
			5.50	3.54	1.742	1.121		

Resultados de ensayo de resistencia a la carga puntual – PLT

ID MUESTRA / DISTANCIA (m)	ANCHO "a" (mm)	ALT. "h" (mm)	CARGA (KN)	Is	Is(50)	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN(MPA)	PROMEDIO DE LA COMPRESIÓN(MPA)
M-4 / 153.70-154.00	36.4	29.8	5.14	3.72	3.26	71.64	82.39
	35.0	29.3	8.18	6.26	5.41	119.08	
	37.0	29.6	4.08	2.93	2.57	56.44	
M-5 / 165.90 - 166.15	36.1	30.7	3.42	2.42	2.13	46.88	52.63
	37.2	30.8	4.57	3.13	2.78	61.05	
	37.6	30.8	3.77	2.56	2.27	49.95	
M-7 / 95.90-96.30	36.3	30.8	4.03	2.83	2.49	54.57	63.47
	36.8	30.8	5.27	3.65	3.23	70.99	
	35.0	30.8	4.63	3.37	2.95	64.84	
M-9 / 173.20-173.50	34.7	29.5	4.16	3.19	2.76	60.65	78.89
	35.9	29.5	6.80	5.04	4.39	96.55	
	37.5	29.5	5.79	4.11	3.61	79.48	
M-10 / 175.0-175.30	34.6	29.8	3.02	2.30	1.99	43.78	70.26
	36.2	29.4	7.26	5.36	4.67	102.69	
	37.0	29.7	4.66	3.33	2.92	64.30	

Resultados gráficos de ensayos de mecánica de rocas de resistencia a la compresión triaxial – TX



Anexo 6 Resultados del análisis de estabilidad estructuralmente controlada Análisis de cuñas en labores alineadas con azimut 242°

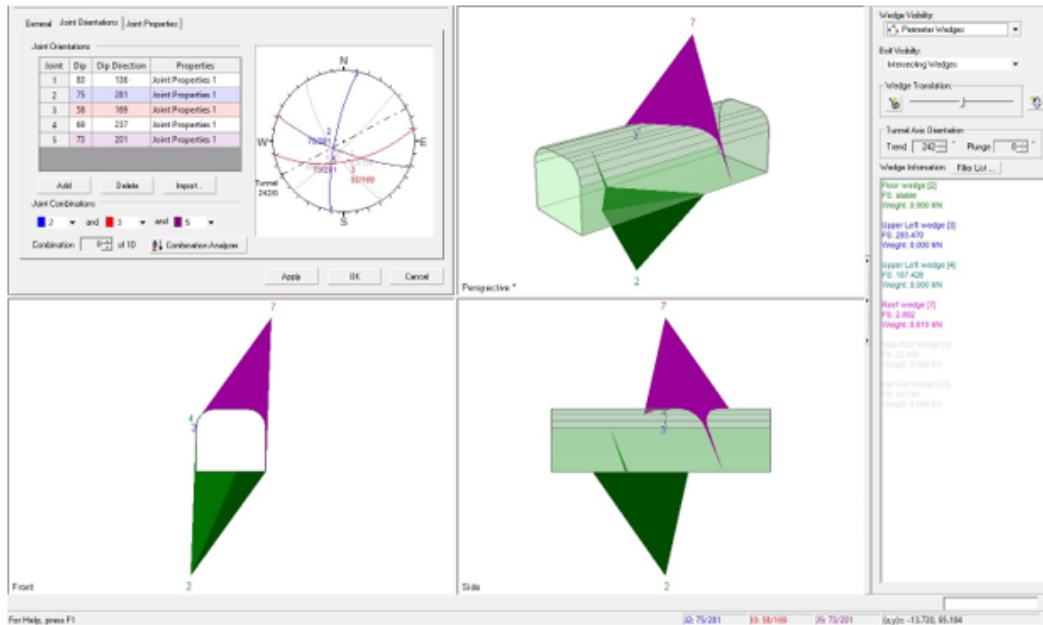


Figura 1: Análisis de estabilidad de cuñas formadas en las labores de avance de 5 m de ancho x 4.5 m de altura. La dirección de avance es de azimut 242° la cual es perpendicular al rumbo del cuerpo. Se observa la formación de cuñas grandes en el techo pero que son estables, así mismo, la formación de cuñas en los hastiales es insignificante.

Análisis de cuñas en labores alineadas con azimut 332°

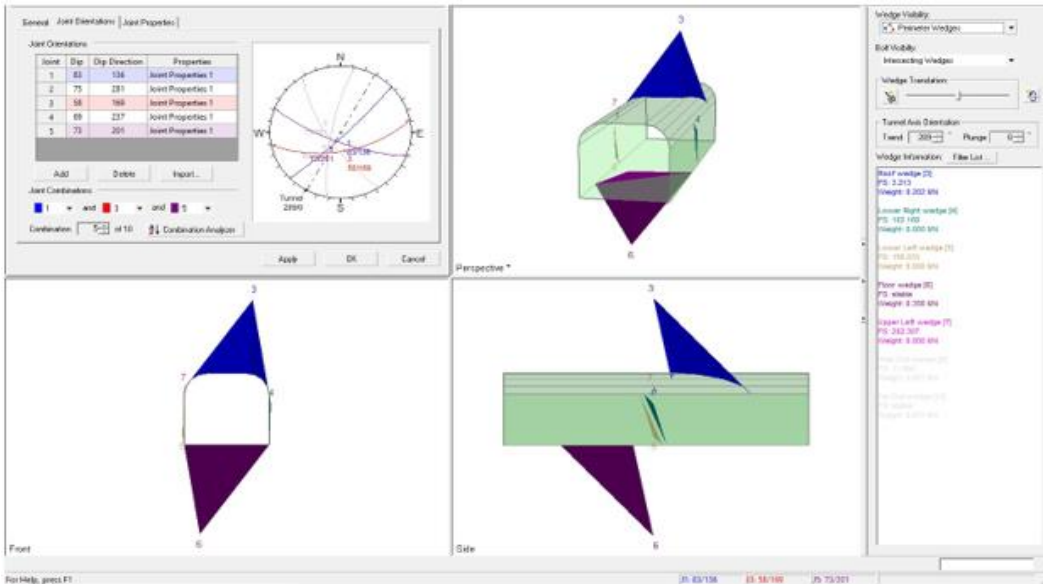


Figura 2: Análisis de estabilidad de cuñas formadas en las labores de avance de 5 m de ancho x 4.5 m de altura. La dirección de avance es perpendicular a la anterior, es decir tiene un azimut de 332° la cual es paralelo al rumbo del cuerpo. Se observa la formación de cuñas grandes en el techo, pero muestran estabilidad satisfactoria. Las cuñas formadas en los hastiales son mínimos.

Análisis de cuñas en labores alineadas con azimut 209°

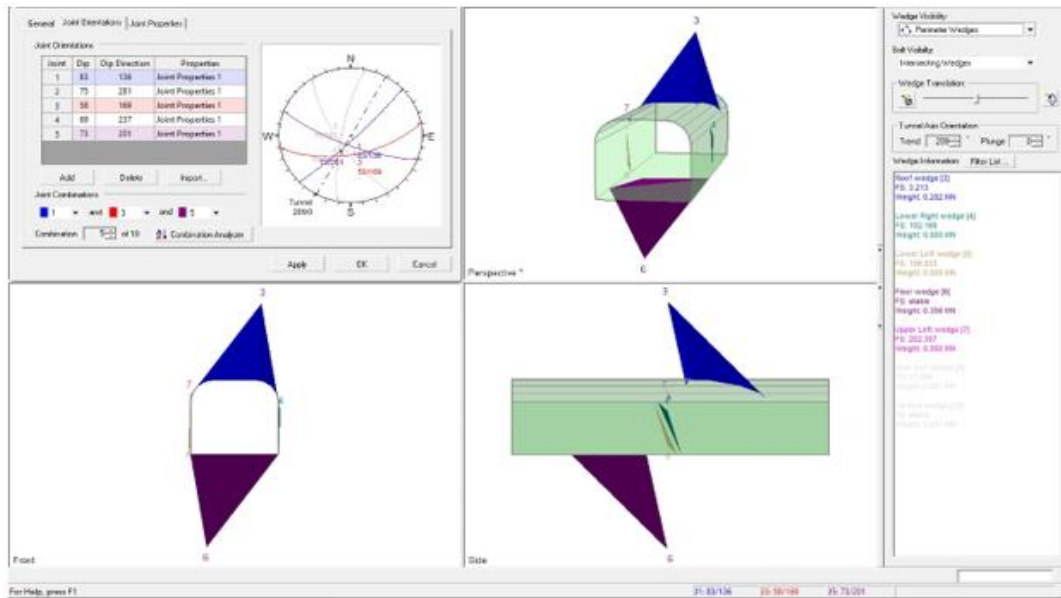


Figura 3: Análisis de estabilidad de cuñas formadas en las labores de avance de 5 m de ancho x 4.5 m de altura. Esta dirección de avance tiene azimut de 209° y corresponden a los cruceros que parten de la rampa hacia el cuerpo. Se observa la formación de cuñas grandes en el techo pero que son estables, así mismo, hay mínima formación de cuñas en los hastiales.

Análisis de cuñas en labores alineadas con azimut 289°

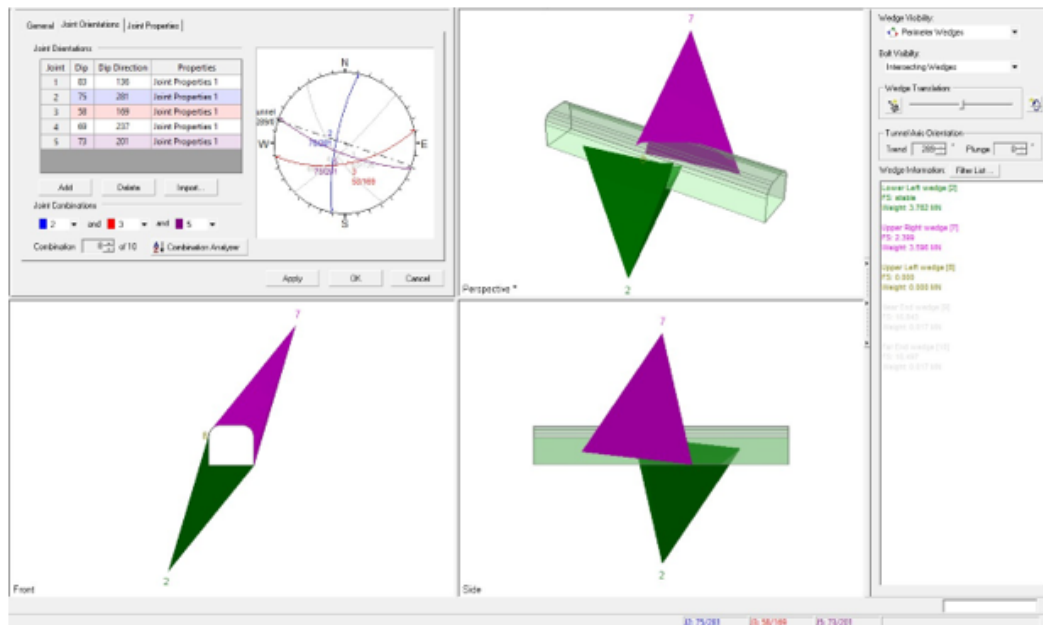


Figura 4: Análisis de estabilidad de cuñas formadas en las labores de avance de 5 m de ancho x 4.5 m de altura. La dirección de avance en este caso es de azimut de 289°. En este caso se forman cuñas grandes en el techo pero que son estables, dichas cuñas alcanzan hasta los hastiales y en conjunto muestran estabilidad satisfactoria.

Análisis de cuñas formadas en tajeos alineadas con azimut 242°

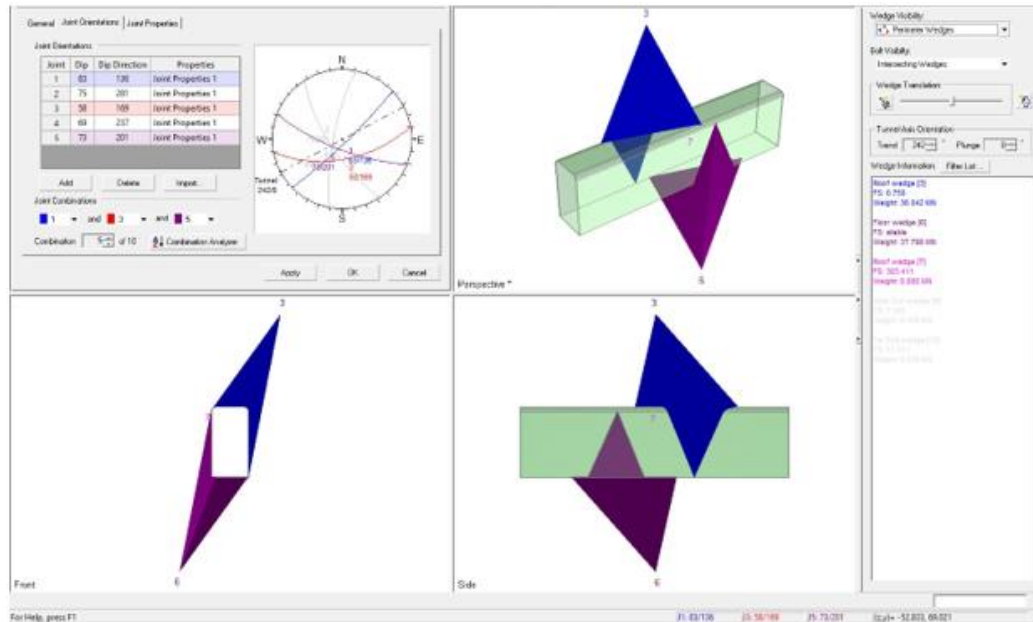


Figura 5: Análisis de estabilidad de cuñas formadas en tajeos de 10 m de ancho y 19 m de altura. La dirección de avance tiene azimut de 242° . Se observa la formación de cuñas grandes en el techo que cruzan hacia un hastial lo que hace que aparezca inestable. Por el tamaño del ápice de la cuña, la inestabilidad para el techo no es crítica, la mayor influencia adversa sería para el hastial.

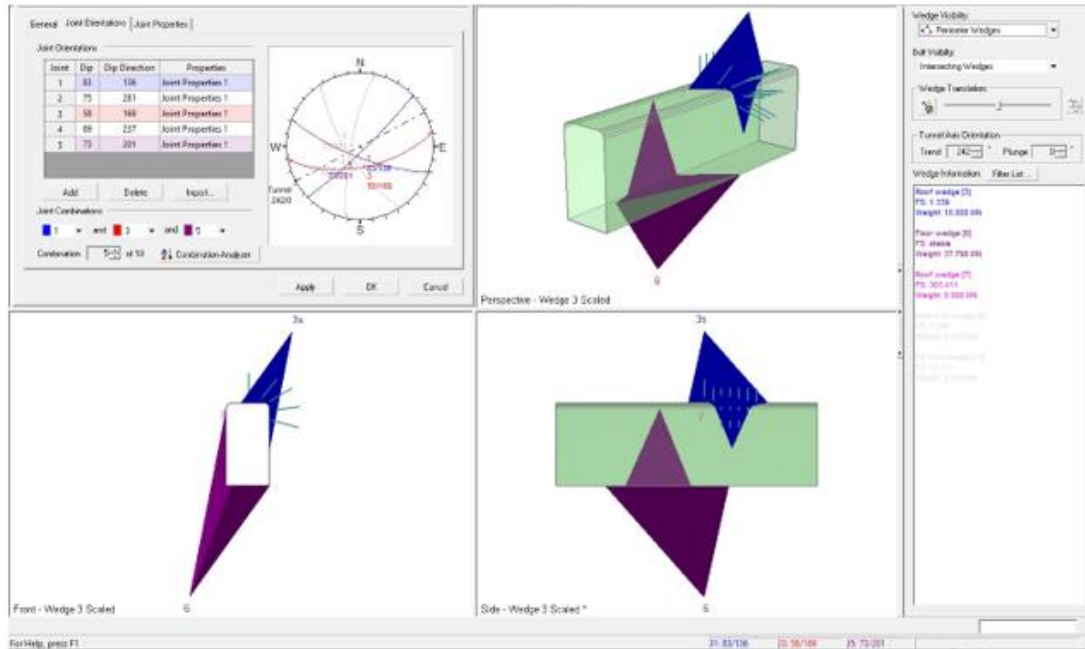


Figura 5: Análisis de estabilidad para cuñas de menor volumen. Se debe utilizar cablebolting de por lo menos 5 m para estabilizar las cuñas de cuñas formadas en el techo y en el hastial ubicado al NW.

Análisis de cuñas formadas en tajeos alineadas con azimut 332°

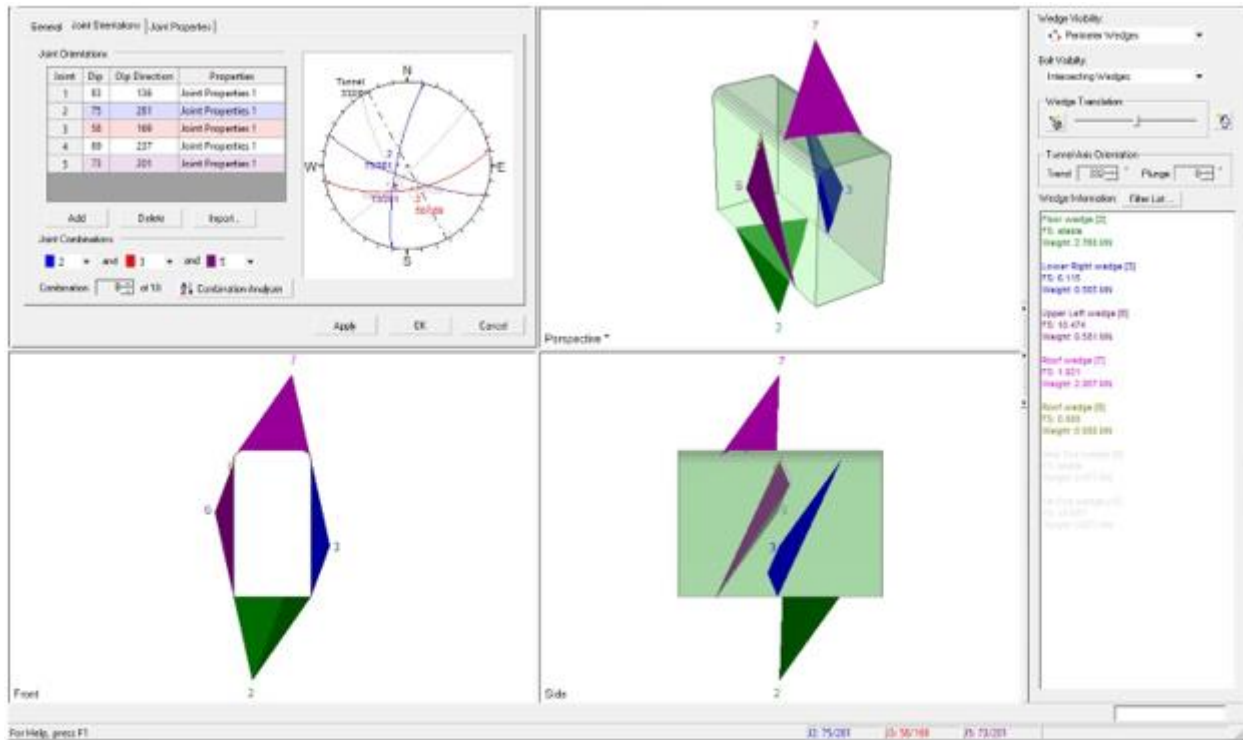
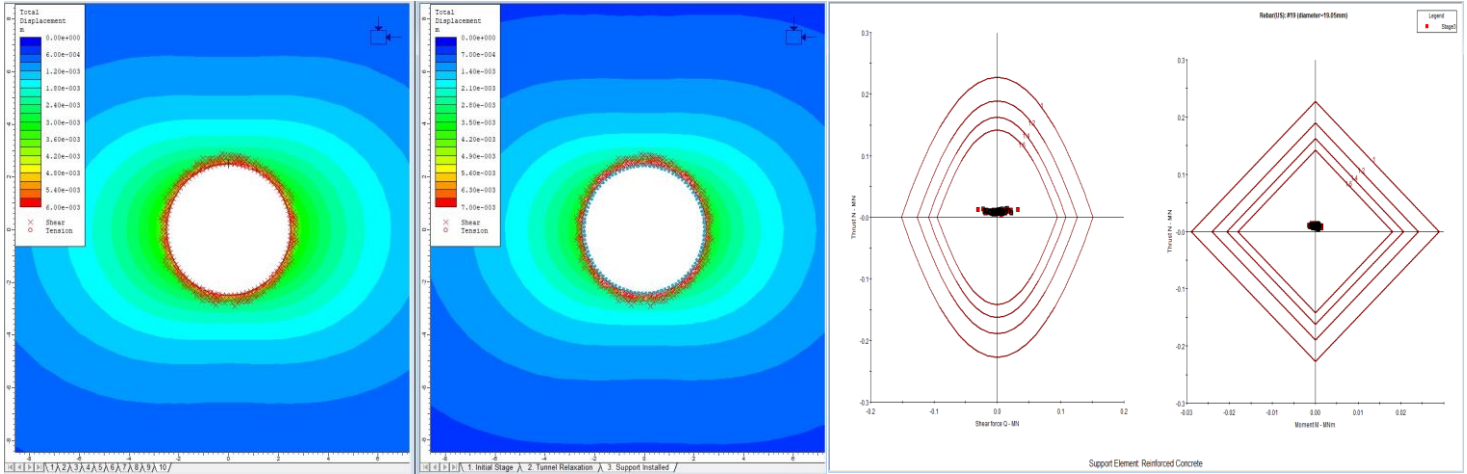


Figura 6: Análisis de estabilidad de cuñas formadas en tajeos de 10 m de ancho y 19 m de altura. La dirección de avance en este caso tiene azimut de 332° . Las cuñas formadas en el techo se muestran estables, favorece el alto ápice de la cuña para su estabilidad. Las cuñas formadas en los hastiales son pequeños y se hallan con condiciones de estabilidad satisfactorias.

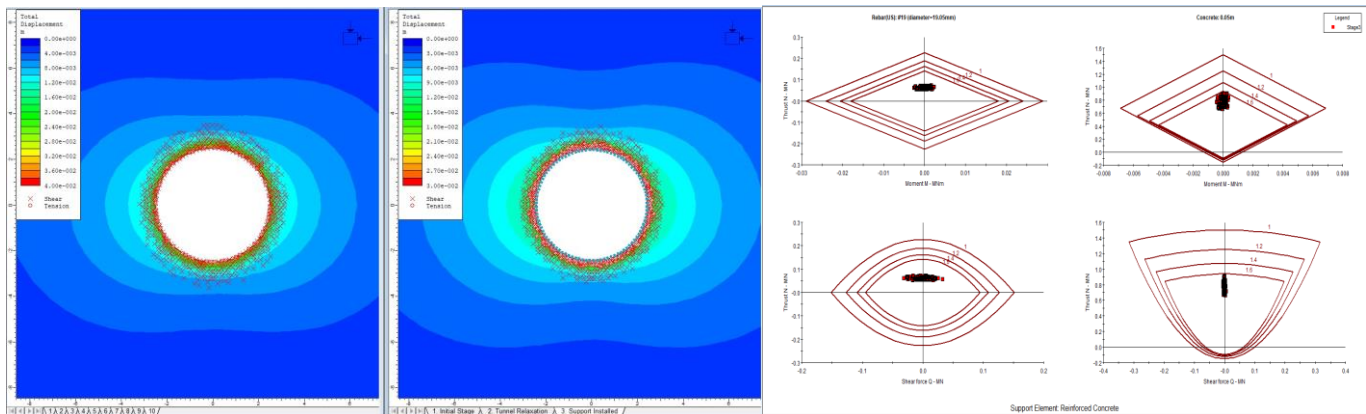
Anexo 7 Resultados de la estimación del sostenimiento Estimación del sostenimiento utilizando Phase2

Excavaciones en el Dominio DE-III A (Mineral)



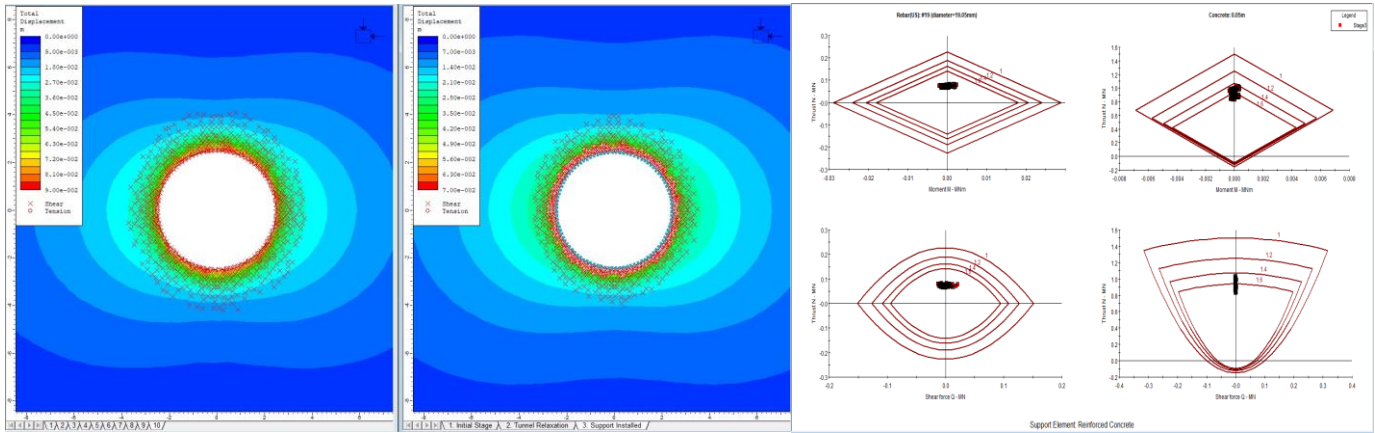
Dominio geomecánico = DE-III A
 Diámetro = 5 m
 Esfuerzo vertical = 10.9 MPa
 Esfuerzo horizontal = 13.1 MPa
 Factor de seguridad = > 2
 Sostenimiento: pernos espaciados @ 2.0 m

Excavaciones en el Dominio DE-III B (Mineral)



Dominio geomecánico = DE-III B
 Diámetro = 5 m
 Esfuerzo vertical = 10.9 MPa
 Esfuerzo horizontal = 13.1 MPa
 Factor de seguridad = > 1.6
 Sostenimiento: pernos espaciados @ 2.0 m + 2" shotcrete ($\sigma_c = 30\text{MPa}$)

Excavaciones en el Dominio DE-IVA (Mineral)



Dominio geomecánico = DE-IVA

Diámetro = 5 m

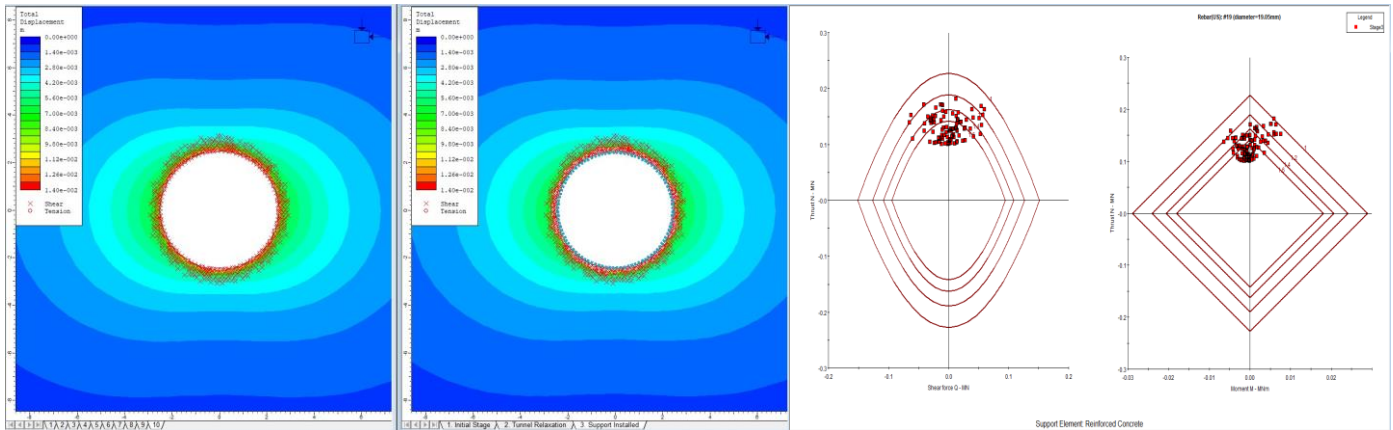
Esfuerzo vertical = 10.9 MPa

Esfuerzo horizontal = 13.1 MPa

Factor de seguridad = > 1.4

Sostenimiento: pernos espaciados @ 1.5 m + 2" shotcrete ($\sigma_c = 30\text{MPa}$)

Excavaciones en el Dominio DE-III A (Metavolcánico)



Dominio geomecánico = DE-III A

Diámetro = 5 m

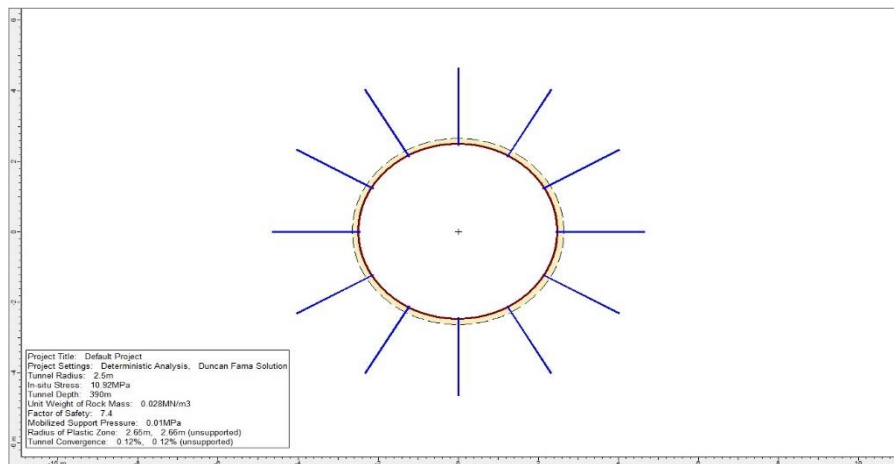
Esfuerzo vertical = 10.9 MPa

Esfuerzo horizontal = 13.1 MPa

Factor de seguridad = 1.2 – 2.0

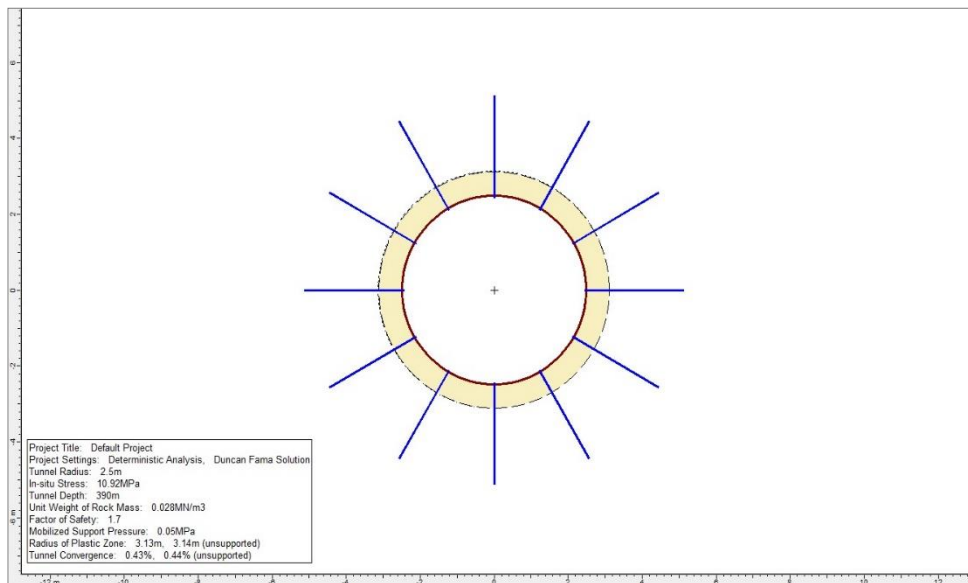
Sostenimiento: pernos espaciados @ 1.5 m

Estimación del sostenimiento utilizando RocSupport Excavaciones en el Dominio DE-III A (Mineral)



Dominio geomecánico = DE-III A
 Diámetro = 5 m
 Esfuerzo vertical = 10.9 MPa
 Factor de seguridad = 7.4
 Sostenimiento: pernos espaciados @ 2.0 m

Excavaciones en el Dominio DE-III B (Mineral)



Dominio geomecánico = DE-III B
 Diámetro = 5 m
 Esfuerzo vertical = 10.9 MPa
 Factor de seguridad = 1.7
 Sostenimiento: pernos espaciados @ 1.5 m

Anexo 8 Modelamiento de la secuencia de minado y esquemas

SECCION 1 (SECUENCIA 1) – DESPLAZAMIENTO TOTAL

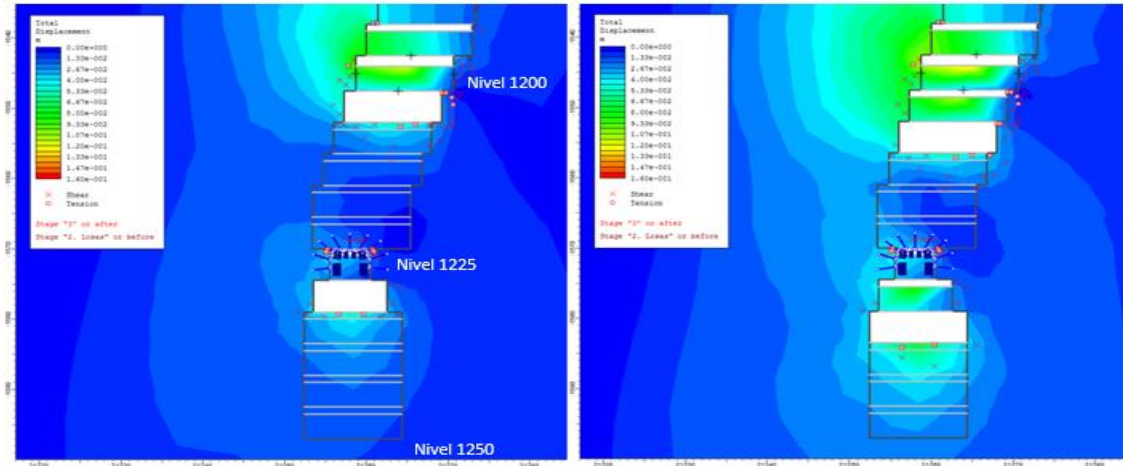


Figura 1: Distribución de desplazamientos totales en la simulación del minado entre los Niveles 1200 y 1250. Izquierda: Paso 2, se observa la apertura del tajeo debajo de la losa (Nivel 1200) y debajo del sill (Nivel 1225). Derecha: Paso 3, continuación del minado debajo de las losas. En esta sección la veta tiene potencias hasta mayores de 20m, la simulación del minado se ha hecho con ancho de solo 12 m, en tal sentido de acuerdo a zonificación geomecánica, en este ancho las paredes de los tajeos estarán en roca Regular B (IIIB), favoreciendo la estabilidad de los mismos.

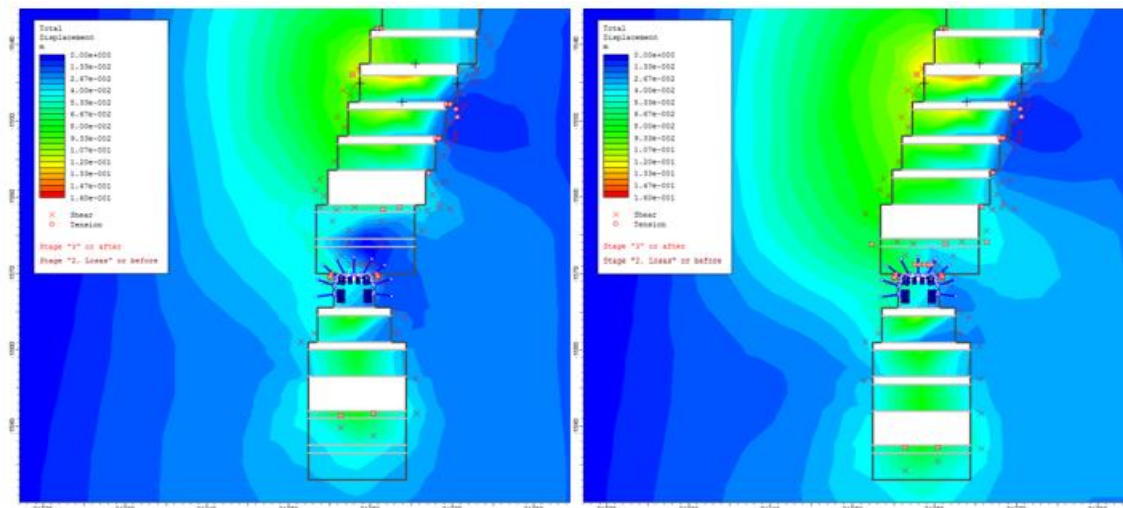


Figura 2: Distribución de desplazamientos totales en la simulación del minado entre los Niveles 1200 y 1250. Izquierda: Paso 4, se observa la apertura de los tajeos debajo de las losas respecto a la etapa anterior. Derecha: Paso 5, continuación del minado debajo de las losas subsiguientes. Se observa que a medida que va descendiendo el minado se genera más perturbación respecto a la etapa anterior.

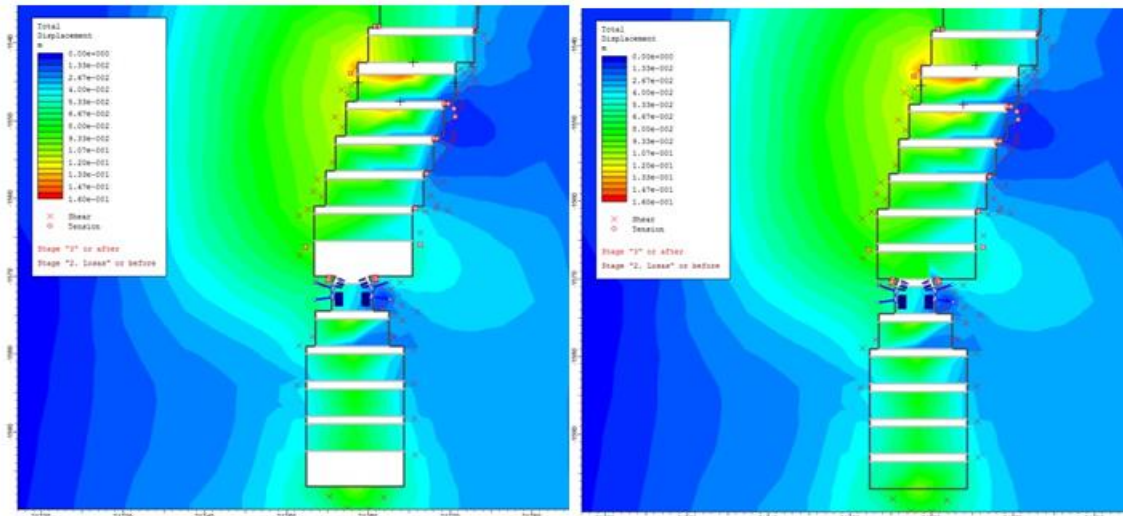


Figura 3: Distribución de desplazamientos totales en la simulación del minado entre los Niveles 1200 y 1250. Izquierda: Paso 6, se observa la apertura de los tajeos debajo de las losas respecto a la etapa anterior. Derecha: Paso 7, en este caso se construye la última losa en los últimos tajeos abiertos. En esta Secuencia 1 de minado la perturbación se genera por el avance de la explotación es mayor entre los Niveles 1200 y 1225. Se debe tener en cuenta que la masa rocosa involucrada con el minado es de calidad Regular B (IIIB), por lo que las condiciones de estabilidad no son críticas.

SECCION 1 (SECUENCIA 2) – DESPLAZAMIENTO TOTAL

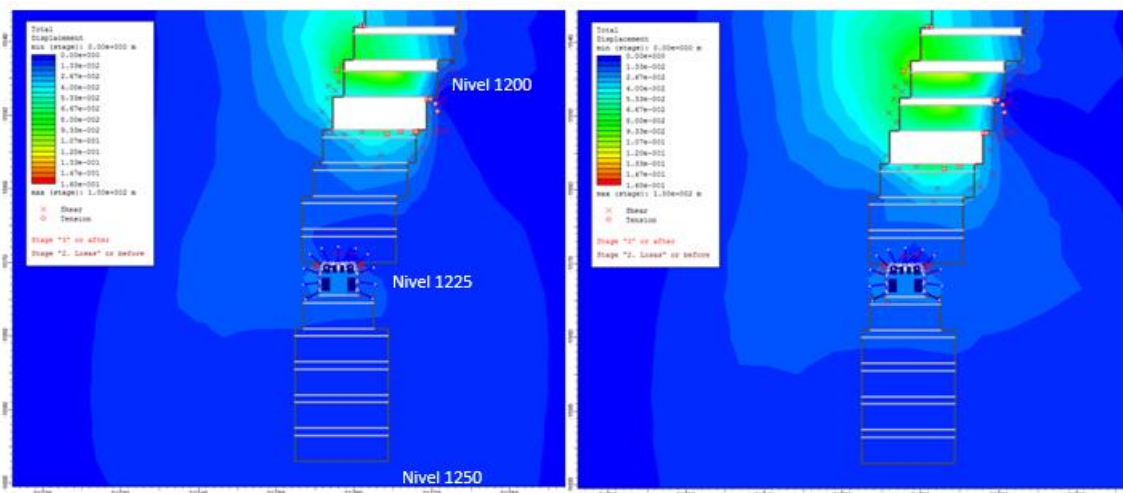


Figura 4: Distribución de desplazamientos totales en la simulación del minado entre los Niveles 1200 y 1250. Izquierda: Paso 2, se observa la apertura del tajeo debajo de la losa del Nivel 1200. Derecha: Paso 3, continuación del minado debajo de la losa de la figura izquierda. Esta secuencia equivale al minado tradicional descendente que realizan en mina Andaychagua con la diferencia que en este caso se ha construido el sill del Nivel 1225, se supone en este caso que el sill ha sido abierto, sostenido y se ha colocado la losa de concreto.

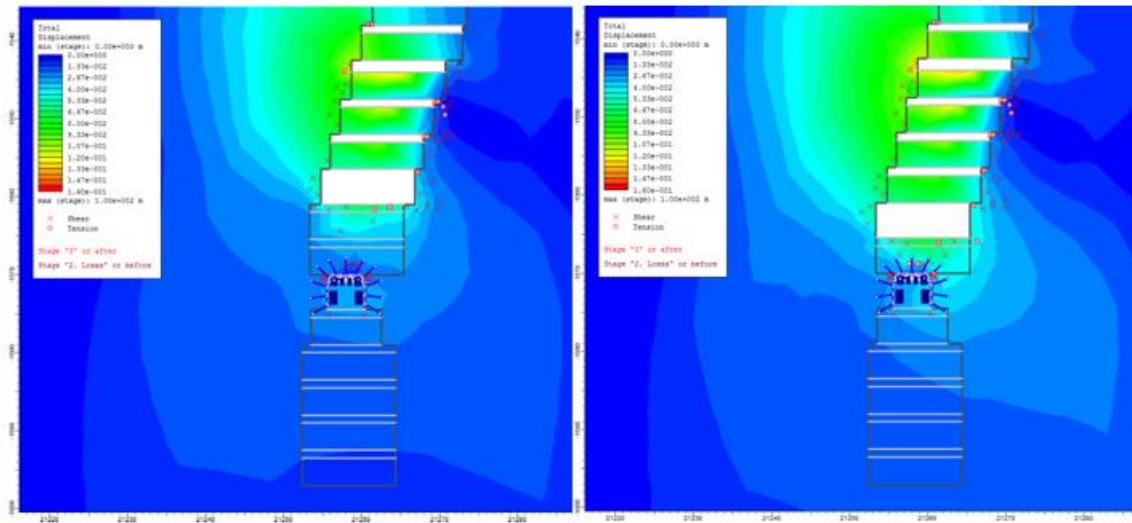


Figura 5: Distribución de desplazamientos totales en la simulación del minado entre los Niveles 1200 y 1250. Izquierda: Paso 4, se observa la apertura del tajeo debajo de la losa de la figura anterior. Derecha: Paso 5, continuación del minado debajo de la losa de la figura izquierda. A medida que se realiza el minado se va generando perturbación que es propia del avance del mismo.

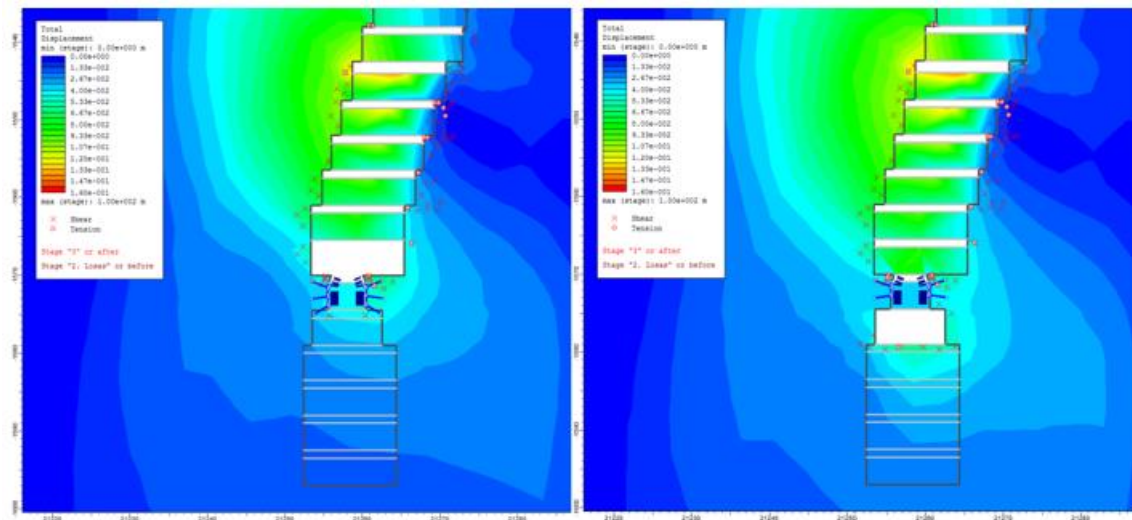


Figura 6: Distribución de desplazamientos totales en la simulación del minado entre los Niveles 1200 y 1250. Izquierda: Paso 6, se observa la apertura del tajeo encima del sill del Nivel 1225. Derecha: Paso 7, se rellena el tajeo y se explota el tajeo debajo del sill del Nivel 1225.

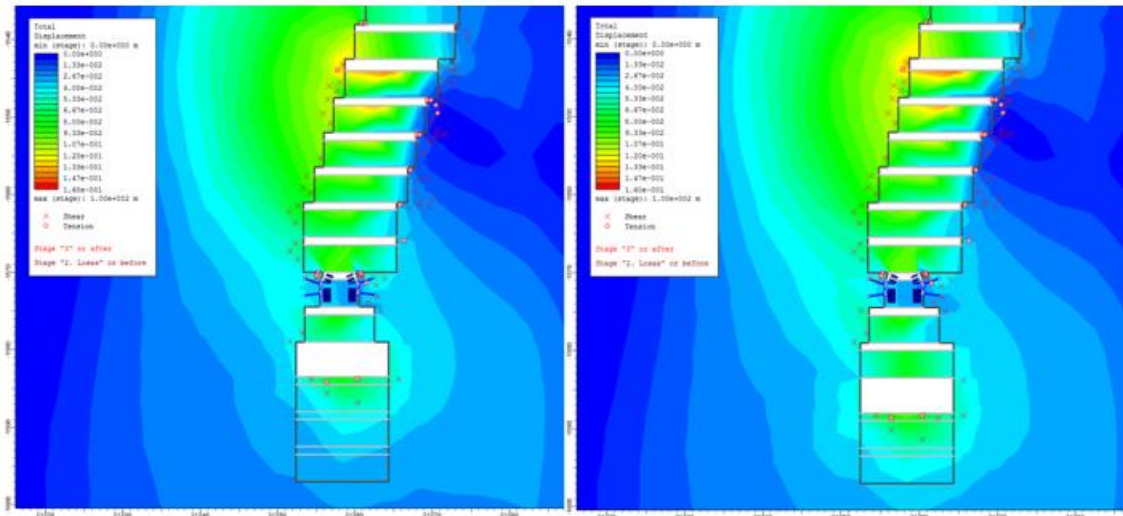


Figura 7: Distribución de desplazamientos totales en la simulación del minado entre los Niveles 1200 y 1250. Izquierda: Paso 8, se observa la apertura del tajeo debajo de la etapa de la figura anterior. Derecha: Paso 9, se rellena el tajeo y se explota el tajeo debajo de la losa de la figura izquierda.

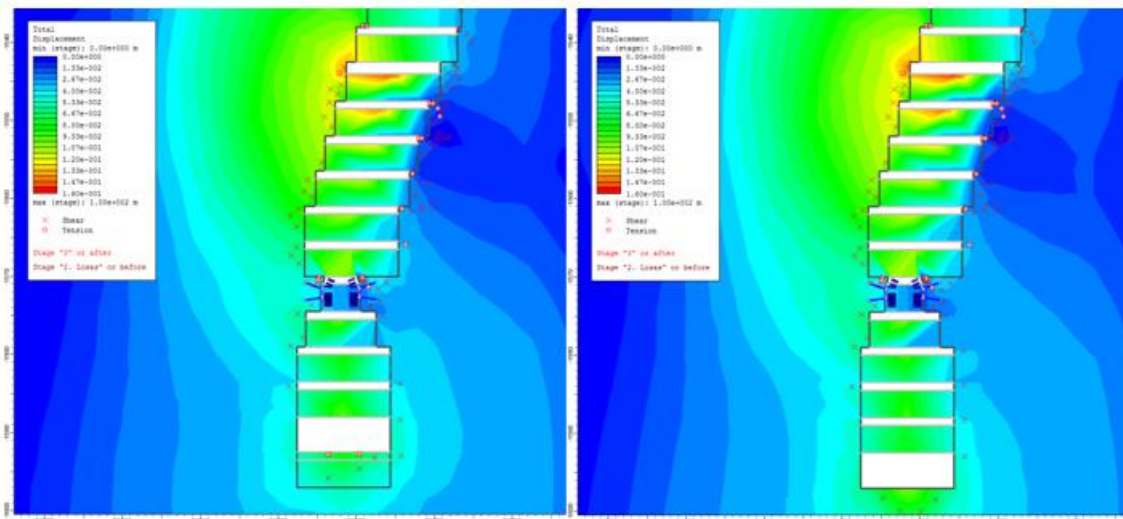


Figura 8: Distribución de desplazamientos totales en la simulación del minado entre los Niveles 1200 y 1250. Izquierda: Paso 10, se observa la apertura del tajeo debajo de la etapa de la figura anterior. Derecha: Paso 11, se rellena el tajeo y se explota el tajeo debajo de la losa correspondiente.

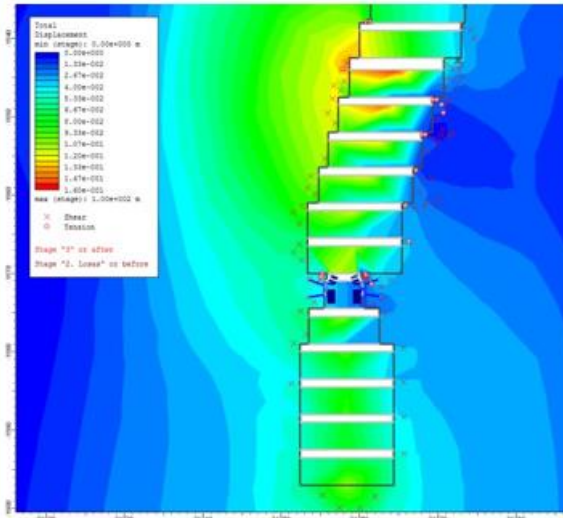


Figura 9: Distribución de desplazamientos totales en la simulación del minado entre los Niveles 1200 y 1250. Izquierda: Paso 12, en este caso se ha completado el minado hasta el Nivel 1250 colocando la res losa. Finalmente queda todo un ambiente perturbado en el área minada, pero esta perturbación es inferior respecto al caso de la Secuencia 1. Se observa que en esta Secuencia 2 de minado geomecánicamente la preparación del sill del Nivel 1225 es innecesaria debido a que el minado seguirá descendiendo secuencialmente desde el Nivel 1200 hasta el 1250 como siempre se ha hecho en Andaychagua. En general bajo esta secuencia de minado y para la calidad de la roca Regular B (IIIB) los desplazamientos que ocurren están en el rango de decímetros.

SECCION 1 (SECUENCIA 3) – DESPLAZAMIENTO TOTAL

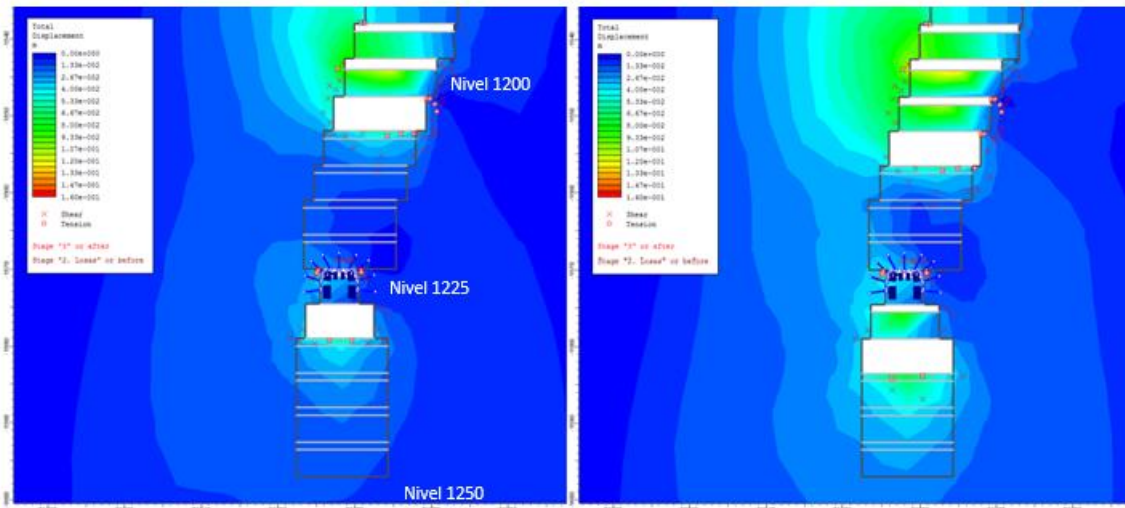


Figura 10: Distribución de desplazamientos totales en la simulación del minado entre los Niveles 1200 y 1250. Izquierda: Paso 2, se observa la apertura de los tajeos debajo de la losa (Nivel 1200) y debajo del sill (Nivel 1225). Derecha: Paso 3, continuación del minado debajo de las losas. Esta figura es similar a lo mostrado en la Figura 1 caso Secuencia de minado.

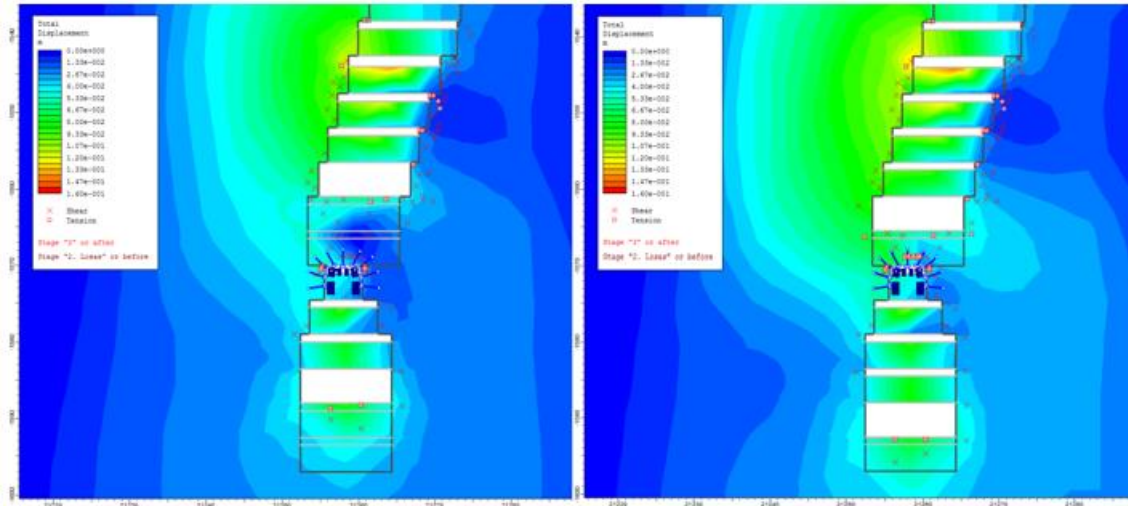


Figura 11: Distribución de desplazamientos totales en la simulación del minado entre los Niveles 1200 y 1250. Izquierda: Paso 4, se observa la apertura de los tajeos debajo de las losas respecto a la etapa anterior. Derecha: Paso 5, continuación del minado debajo de las losas de la figura izquierda. Se observa que a medida que va descendiendo el minado se genera más perturbación respecto a la etapa anterior. Esta figura es similar a lo mostrado en la Figura 2 caso Secuencia 1.

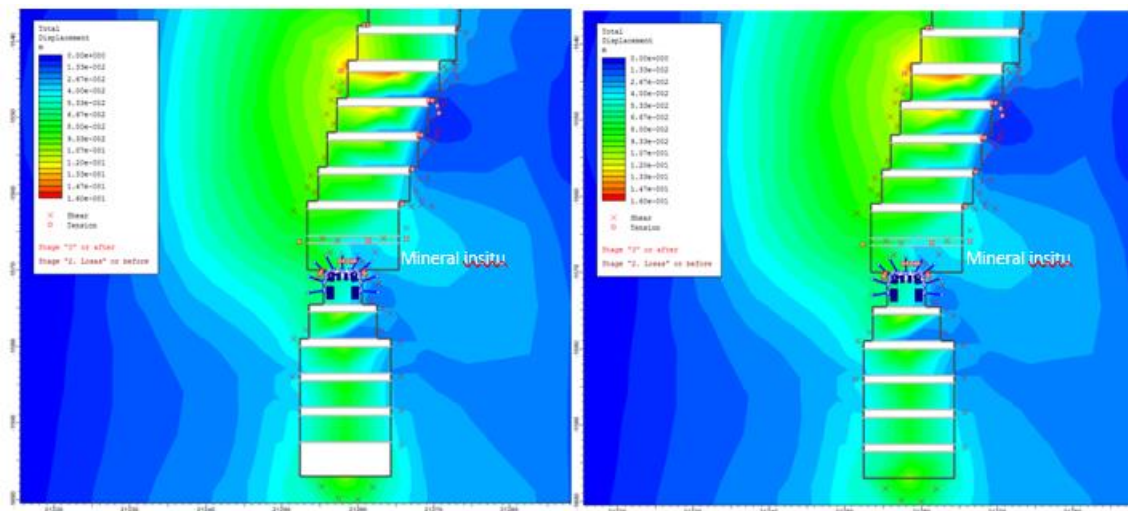


Figura 12: Distribución de desplazamientos totales en la simulación del minado entre los Niveles 1200 y 1250. Izquierda: Paso 6, se rellena el tajeo encima del mineral insitu que queda como puente, se continua con la explotación del tajeo inferior. Derecha: Paso 6, en este caso se construye la última losa en el último tajeo abierto inferior. En esta Secuencia de minado también se crea mayor perturbación de la masa rocosa ubicada entre los Niveles 1200 y 1225. La Secuencia 3 respecto de la Secuencia 1 es muy parecida. El hecho de dejar el puente de mineral in-situ aporta poco para la estabilidad global, aunque se debe reconocer que la perturbación es ligeramente menor que la Secuencia 1.

SECCION 2 (SECUENCIA 1) – DESPLAZAMIENTO TOTAL

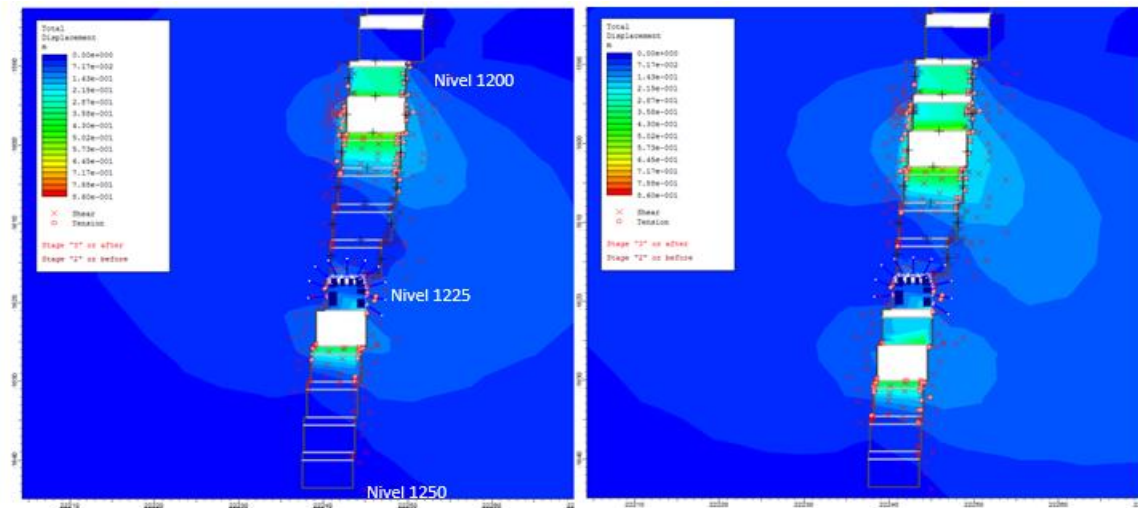


Figura 13: Distribución de desplazamientos totales en la simulación del minado entre los Niveles 1200 y 1250. Izquierda: Paso 2, se observa la apertura de los tajeos debajo de la losa y del sill respectivamente en los Niveles 1200 y 1225. Derecha: Paso 3, continuación del minado debajo de las losas de la figura izquierda. Esta figura muestra las mismas etapas mostradas en la Figura 1. La diferencia en esta sección es que se tiene la veta más angosta y la caja techo tiene calidad Regular B (IIB), el mineral calidad Mala B (IVB) y la caja piso Regular A (IIIA).

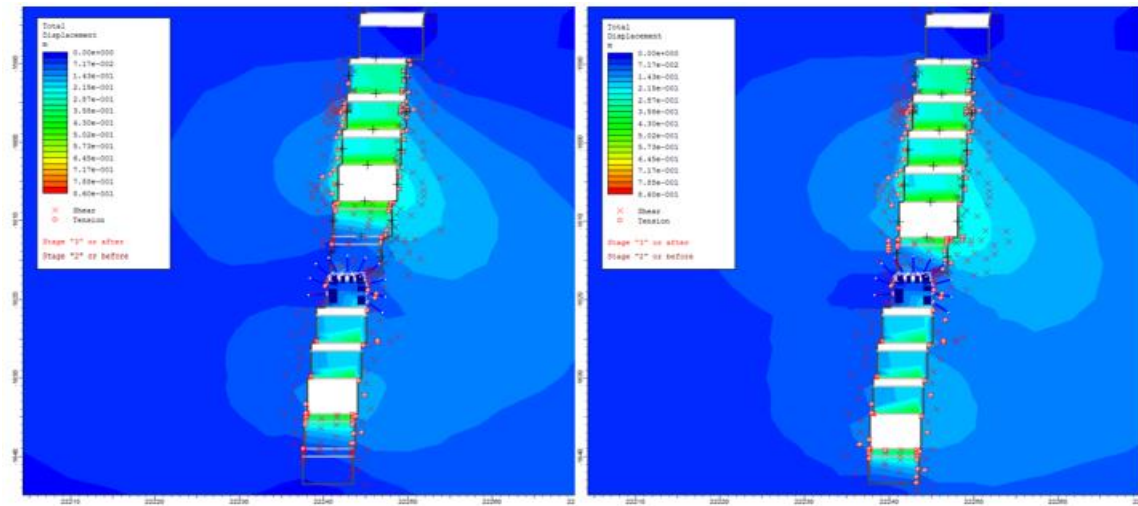
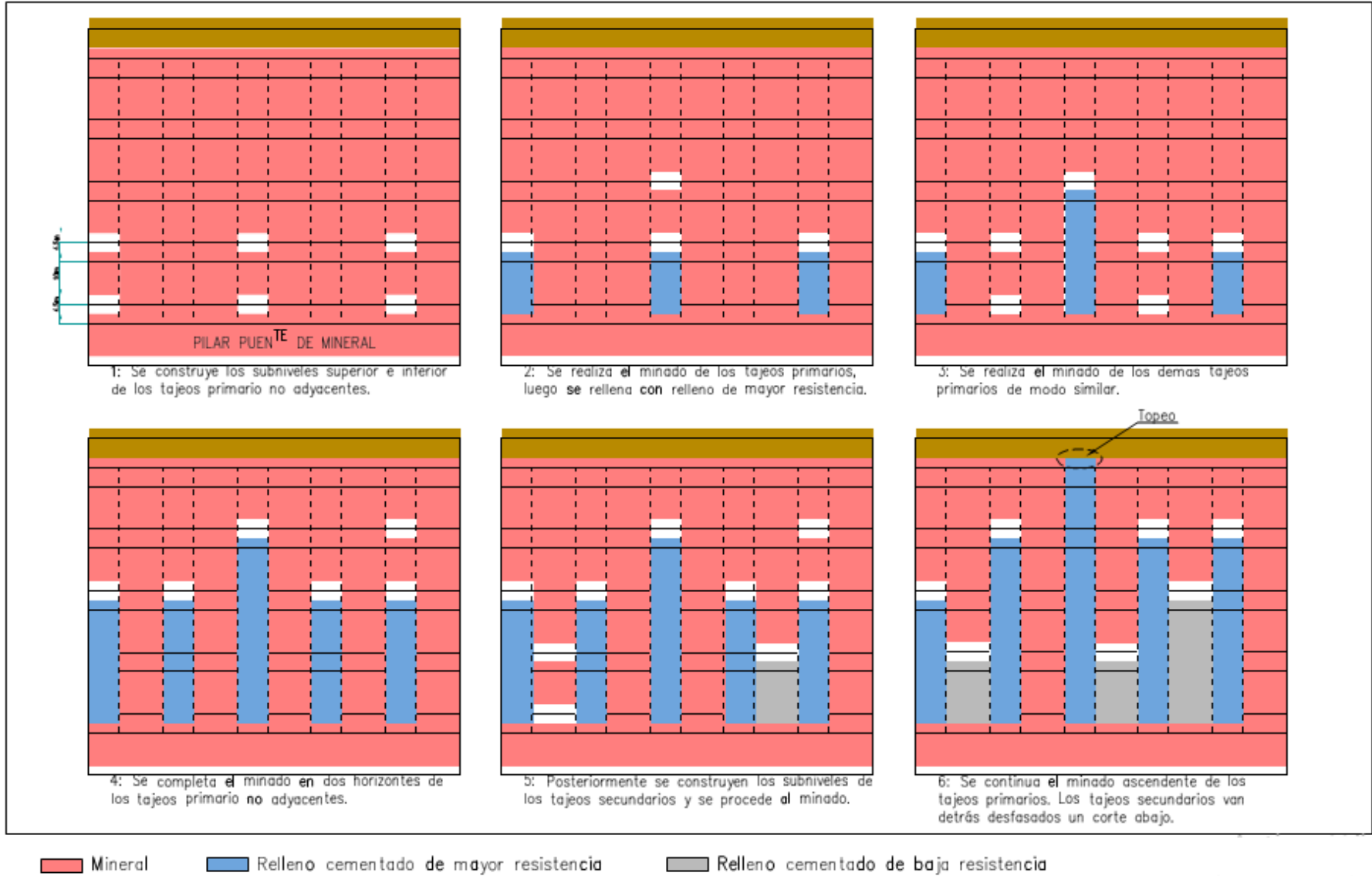
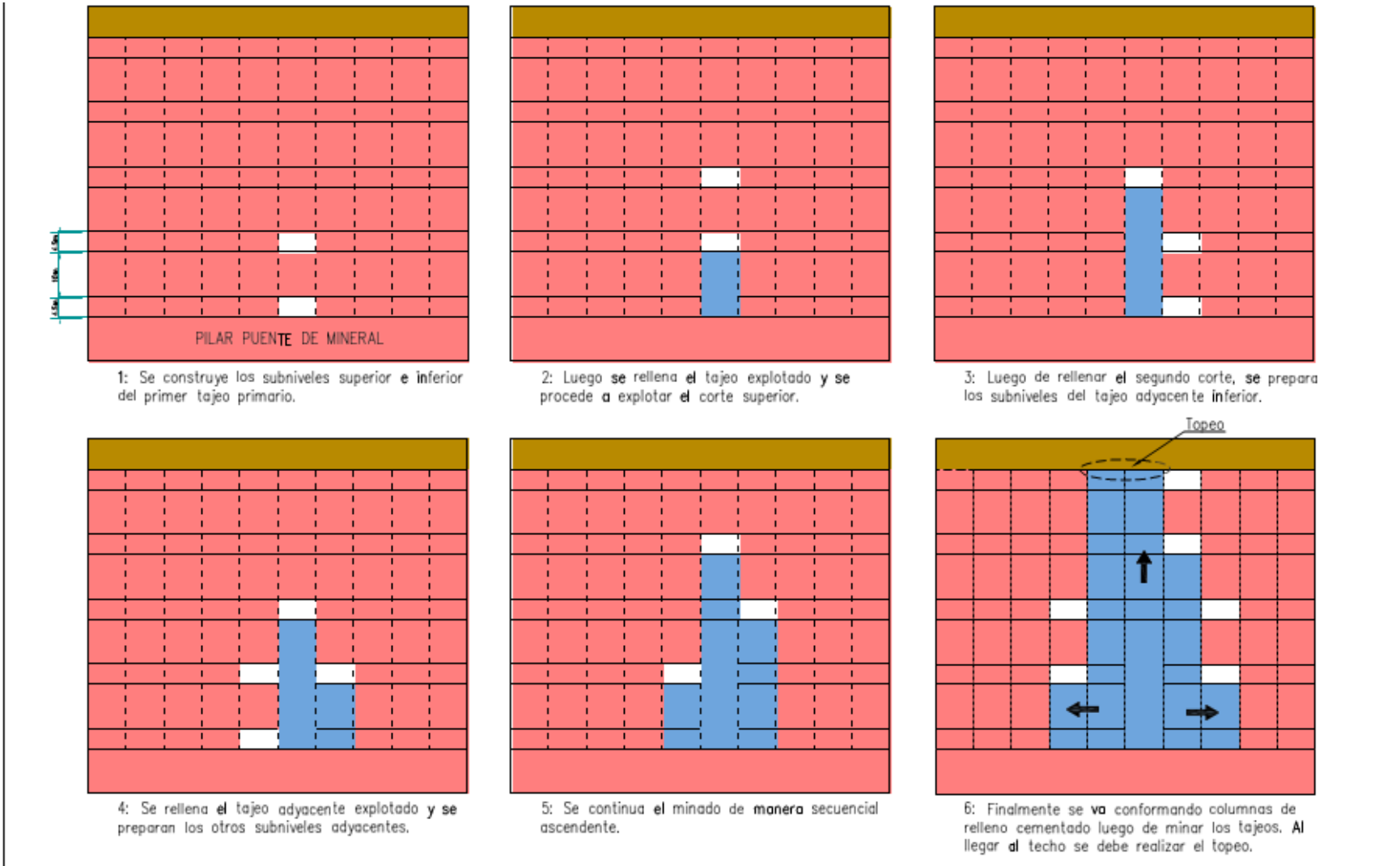


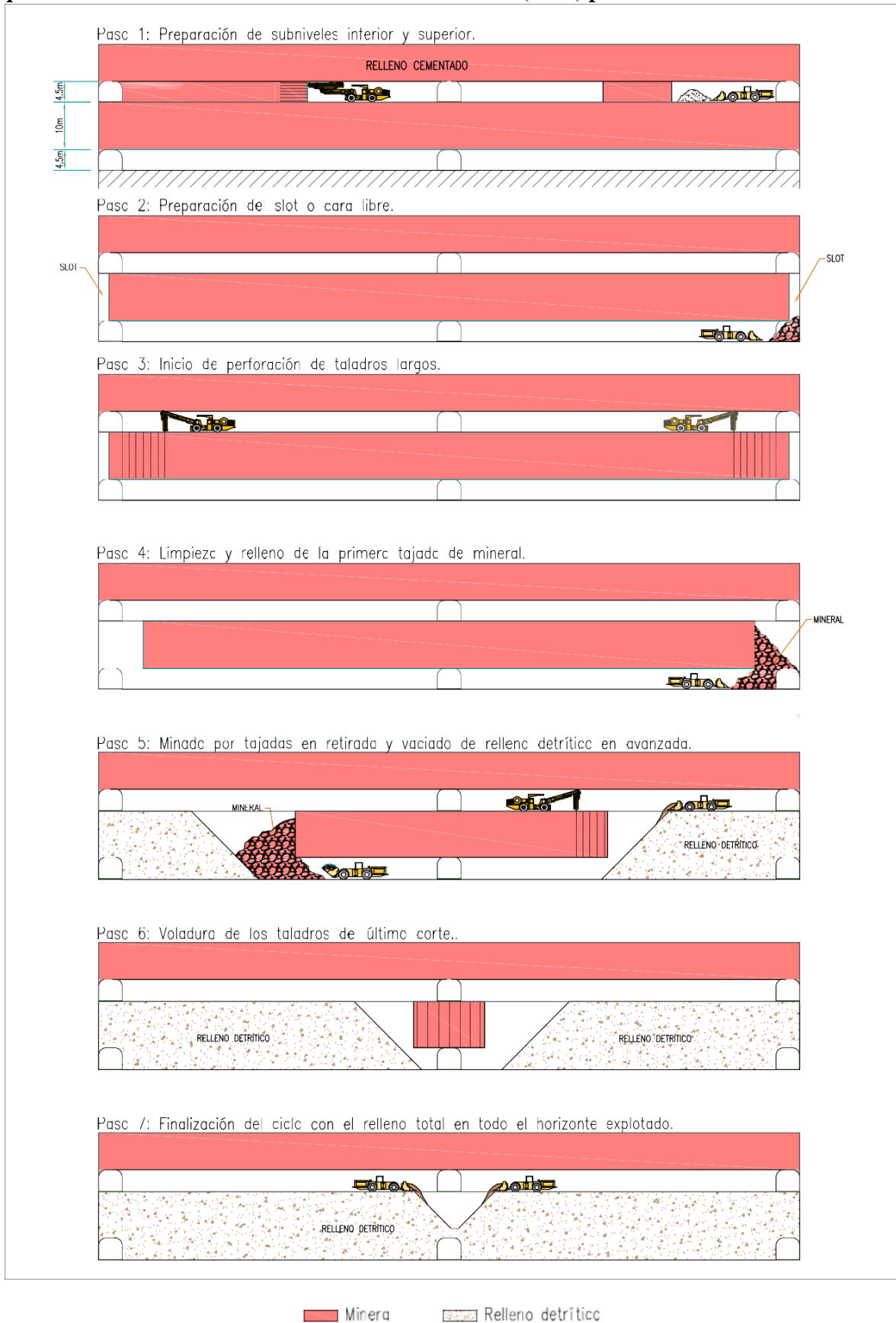
Figura 14: Distribución de desplazamientos totales en la simulación del minado entre los Niveles 1200 y 1250. Izquierda: Paso 4, se observa la apertura de los tajeos debajo de las losas respecto a la etapa anterior. Derecha: Paso 5, continuación del minado debajo de las correspondientes losas. Se observa que a medida que va descendiendo el minado se genera más perturbación respecto a la etapa anterior y hay influencia recíproca entre el minado superior e inferior. Esta figura muestra las mismas etapas mostradas en la Figura 2.

Esquema de secuencia del método SARC “modalidad ascendente y secuencial en retirada”





Esquema básico de secuencia del método Bench and Fill (B&F) para el minado entre dos subniveles

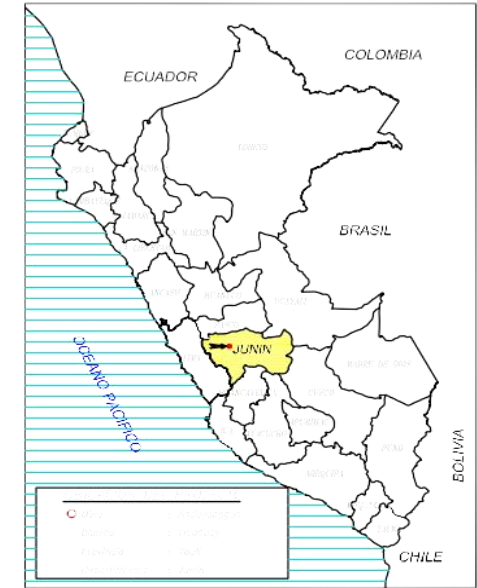


Anexo 9: Lamina

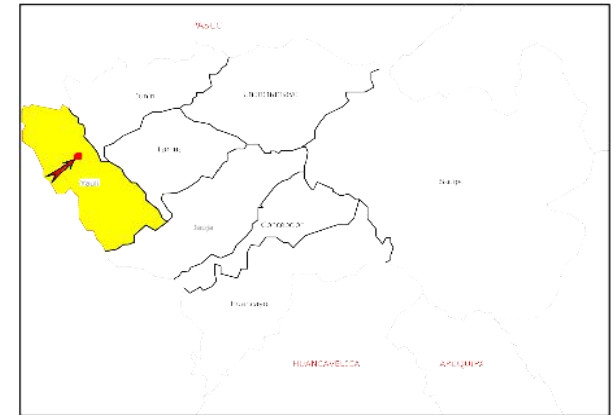
PLANO DE UBICACION DE LA MINA ANDAYCHAGUA



UBICACION DEL PROYECTO



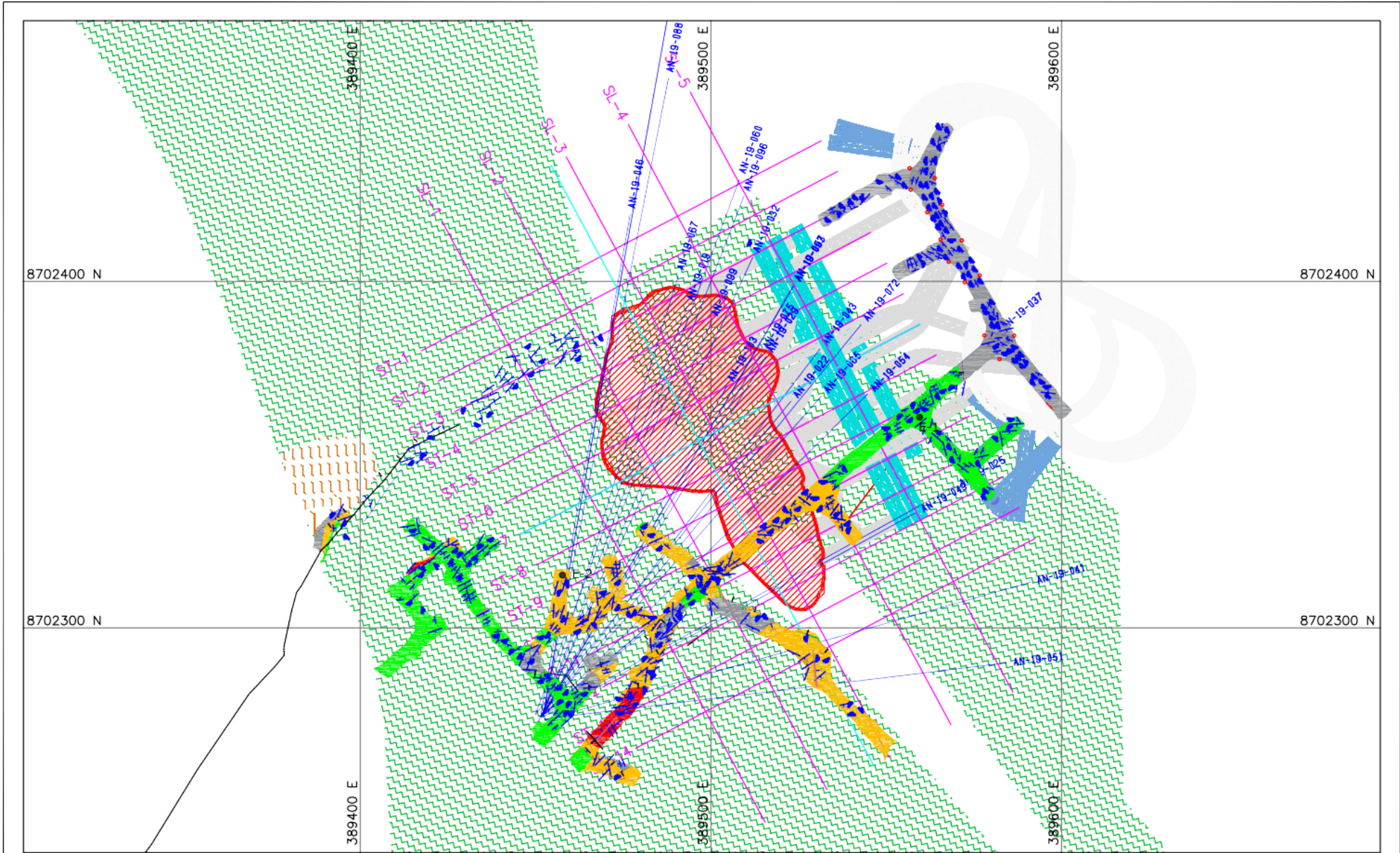
DEPARTAMENTO DE JUNIN



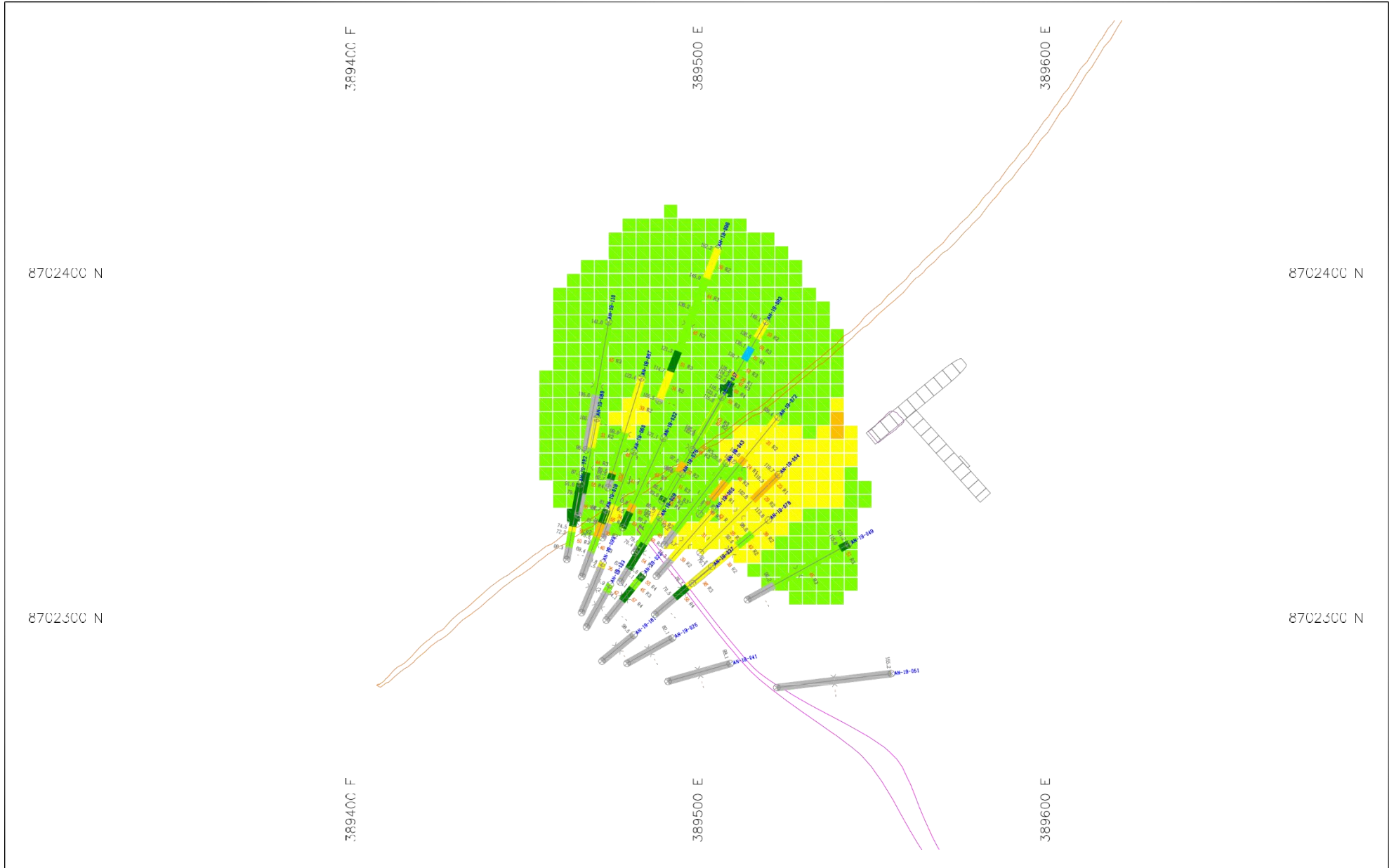
SIMBOLOGIA
Ubicación Unidad Minera



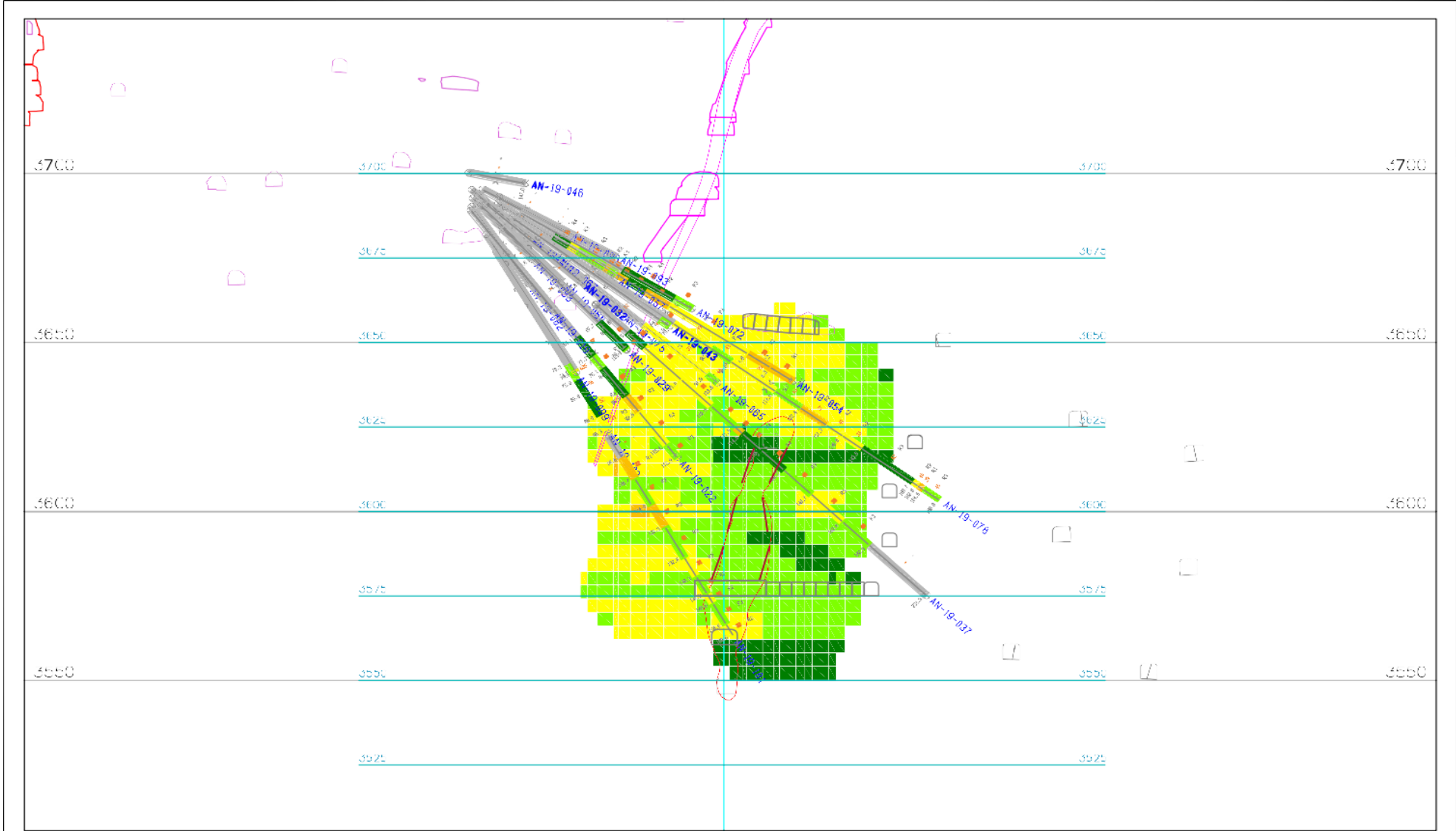
DCR Ingenieros S.R.Ltda. Geocientíficos en Minería y Obras Civiles		ESCALA: Indicada	
FECHA: Nov. 2011	PROYECTO: ESTUDIO FUNDACIONAL PARA EL TUNELADO SUBTERRANEO DEL CUERPO SALVADORA DE MINA ANDAYCHAGUA		
PLANO DE UBICACION DE LA MINA			LAMINA: 1



<p>SIMBOLOGIA</p> <ul style="list-style-type: none"> Proyección eje de sondaje Traza de secciones Contorno cuerpo Salvador Línea de referencia Proyecto bypass Proyecto rampa Proyecto crucesos Estación geomecánica 		<p>LITOLOGÍA</p> <ul style="list-style-type: none"> Mineral Metavolcánico Filita 		<p>CALIDAD DE ROCA (Zonificación realizada por Volcan)</p> <ul style="list-style-type: none"> Roca Regular A IIIA [51 - 60] Roca Regular B IIIB [41 - 50] Roca Mala A IVA [31 - 40] 		<p>Rango RMR</p> <ul style="list-style-type: none"> [51 - 60] [41 - 50] [31 - 40] 		<p>DCR Ingenieros S.R.Ltda. Geomecánica en Minería y Obras Civiles</p> <table border="1"> <tr> <td>BASE CAD</td> <td>Proporcionado por Mina Andaychagua</td> </tr> <tr> <td>GEOLOGIA</td> <td>Dpto. Geología Mina Andaychagua</td> </tr> <tr> <td>DIBUJO</td> <td>C.L.G.</td> </tr> <tr> <td>REVISADO</td> <td>S.R.M.</td> </tr> <tr> <td>APROBADO</td> <td>D.C.R.</td> </tr> </table>		BASE CAD	Proporcionado por Mina Andaychagua	GEOLOGIA	Dpto. Geología Mina Andaychagua	DIBUJO	C.L.G.	REVISADO	S.R.M.	APROBADO	D.C.R.	<p>ESCALA: 1/1000</p> <p>FECHA: Nov - 2019</p>		<p>VOLCAN COMPAÑIA MINERA S.A.A.</p> <p>PROYECTO: ESTUDIO GEOMECANICO PARA EL MINADO SUBTERRANEO DEL CUERPO SALVADORA DE MINA ANDAYCHAGUA</p> <p>PLANO DE ZONIFICACION GEOMECANICA NIVEL 1300 - DISEÑO DEL CPO, SALVADORA</p> <p>LAMINA 2</p>	
BASE CAD	Proporcionado por Mina Andaychagua																						
GEOLOGIA	Dpto. Geología Mina Andaychagua																						
DIBUJO	C.L.G.																						
REVISADO	S.R.M.																						
APROBADO	D.C.R.																						



<p>SIMBOLOGIA</p> <ul style="list-style-type: none"> — Eje de sondeo — Contorno técnico zona Andaychagua — Contorno técnico cuerpo Adriana — Línea de referencia — Topografía labores propuestos — Contorno talón propuesto cuerpo salvadora — Contorno cuerpo salvadora — Contorno talón explen. zona Andaychagua — Contorno talón explen. cuerpo Adriana — Topografía subterránea 		<p>CALIDAD DE ROCA</p> <table border="1"> <thead> <tr> <th>Clase</th> <th>Clasificación</th> <th>Rango RMR</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Roca sana</td> <td>II</td> <td>[85 - 100]</td> </tr> <tr> <td>Roca Tenula A</td> <td>III-A</td> <td>[65 - 80]</td> </tr> <tr> <td>Roca Tenula B</td> <td>III-B</td> <td>[45 - 60]</td> </tr> <tr> <td>Roca Mala A</td> <td>IV-A</td> <td>[25 - 40]</td> </tr> <tr> <td>Roca Mala B</td> <td>IV-B</td> <td>[05 - 30]</td> </tr> <tr> <td>Roca Muy Mala</td> <td>V</td> <td>[00 - 20]</td> </tr> </tbody> </table>	Clase	Clasificación	Rango RMR	Roca sana	II	[85 - 100]	Roca Tenula A	III-A	[65 - 80]	Roca Tenula B	III-B	[45 - 60]	Roca Mala A	IV-A	[25 - 40]	Roca Mala B	IV-B	[05 - 30]	Roca Muy Mala	V	[00 - 20]	<p>DCR Ingenieros S.R.L. Ltda. Geomecánica en Minería y Obras Cívicas</p> <table border="1"> <tr> <td>USUAL: CRL</td> <td>Elaboración por: NINA ANDAYCHAGUA</td> </tr> <tr> <td>GEOLÓGIC</td> <td>Dpto. Geología - NINA ANDAYCHAGUA</td> </tr> <tr> <td>INGENIERO</td> <td>C.L.G.</td> </tr> <tr> <td>INGENIERO</td> <td>S.P.M.</td> </tr> <tr> <td>APROBADO</td> <td>D.L.G.</td> </tr> </table>	USUAL: CRL	Elaboración por: NINA ANDAYCHAGUA	GEOLÓGIC	Dpto. Geología - NINA ANDAYCHAGUA	INGENIERO	C.L.G.	INGENIERO	S.P.M.	APROBADO	D.L.G.	<p>ESCALA: 1:100</p> <p>FECHA: Nov. 2011</p>	<p>VULCAN COMPANIA MINERA S.A.A.</p> <p>PROYECTO: ESTUDIO GEOMECANICO PARA EL MINADO SUBTERRANEO DEL CUERPO SALVADORA DE MINA ANDAYCHAGUA</p> <p>PLANO DE ZONIFICACION GEOMECANICA</p> <p>COTA-3650</p> <p>LAMINA: 3</p>
Clase	Clasificación	Rango RMR																																		
Roca sana	II	[85 - 100]																																		
Roca Tenula A	III-A	[65 - 80]																																		
Roca Tenula B	III-B	[45 - 60]																																		
Roca Mala A	IV-A	[25 - 40]																																		
Roca Mala B	IV-B	[05 - 30]																																		
Roca Muy Mala	V	[00 - 20]																																		
USUAL: CRL	Elaboración por: NINA ANDAYCHAGUA																																			
GEOLÓGIC	Dpto. Geología - NINA ANDAYCHAGUA																																			
INGENIERO	C.L.G.																																			
INGENIERO	S.P.M.																																			
APROBADO	D.L.G.																																			



SIMBOLOGÍA

- Eje de sondaje
- Contorno técnico zona Andayachagua
- Contorno técnico cuerpo Aconara
- Línea de referencia
- Topografía lateral propuesta

LEYENDA

- Contorno cuerpo balnearia
- Contorno técnica explotación Andayachagua
- Contorno técnica explotación de Aconara
- Topografía sustentancia

CALIDAD DE ROCA

Grado de calidad	Índice RMR
I	16 - 19
II	15 - 10
III-A	10 - 5
III-B	5 - 0
IV-A	0 - 0
IV-B	0 - 0
V	0 - 0

Rango RMR

16 - 19
15 - 10
10 - 5
5 - 0
0 - 0
0 - 0
0 - 0

DCR Ingenieros S.R.L. S.A.
 Geotecnia en Minería y Obras Cíviles

ESCALA:	PROYECTADO POR: MIRA ANDAYACHAGUA
FECHA:	DISEÑO: MIRA ANDAYACHAGUA
REVISADO:	REVISADO:
APROBADO:	APROBADO:

ESCALA:

7:100

FECHA:

Nov. 2011

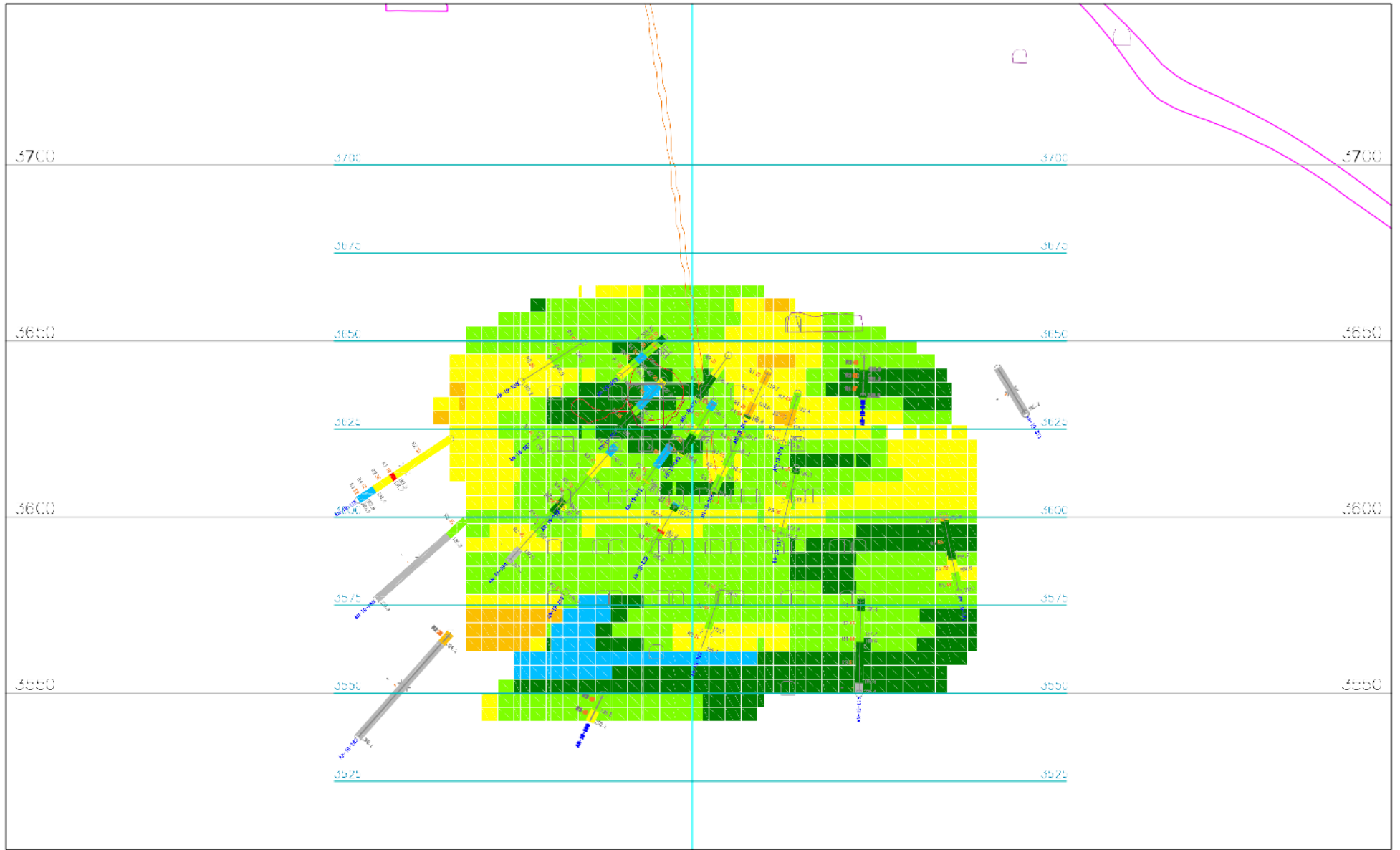


COMPANIA MINERA S.A.A.

PROYECTO: ESTUDIO GEOMECANICO PARA EL MINADO SUBTERRANEO DEL CUERPO SALVADORA DE MIRA ANDAYACHAGUA

SECCION GEOMECANICA TRANSVERSAL
 SI-10

LAPINA
 1/



SIMBOLOGIA

- Eje de sondeje
- Contorno técnico zona Andaychagua
- Contorno técnico cuerpo Adiana
- Línea de referencia
- Topografía labores propuestas

LEYENDA

- Contorno Cuerpo Salvadora
- Contorno talcos exóticos, zona Andaychagua
- Contorno talcos exóticos, cuerpo Adiana
- Topografía subterránea

CALIDAD DE ROCA

- Roca Buena II
- Roca Regular A III-A
- Roca Regular E III-B
- Roca Mala A IV-A
- Roca Mala B IV-B
- Roca Muy Mala V

Rango RMR

- [16 - 100]
- [15 - 60]
- [45 - 60]
- [31 - 40]
- [21 - 30]
- [00 - 20]

DCR Ingenieros S.R.L. Ltda. Geomécnicos en Minería y Obras Civiles	
ENCARGADO	Responsable por área Andaychagua
GEÓLOGO	Ing. Geol. y Min. A. Esp. Laguna
PROYECTO	C.L.G.
REVISADO	S. S. R.
APROBADO	D. G. R.

ESCALA:	1:100
FECHA:	Nov. 2010

<p>VULCAN COMPAÑIA MINERA S.A.A.</p>
<p>PROYECTO: ESTUDIO GEOMECÁNICO PARA EL MINADO SUBTERRÁNEO DEL CUERPO SALVADORA DE MINA ANDAYCHAGUA</p>
<p>SECCION GEOMECÁNICA LONGITUDINAL</p>
<p>SL-4</p>
<p>LÁMINA: 25</p>



UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

“Año de la unidad, la paz y el desarrollo”

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS

ACTA N° 064-2023-FIMGC

En la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **RESOLUCIÓN DECANAL N° 331-2023-FIMGC-D**, siendo veintinueve días del mes de agosto del 2023, a horas 8:00 am.; se reunieron los jurados del acto de sustentación, en el Auditorium virtual google meet del Campus Universitario de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Siendo el Jurado de la sustentación de tesis compuesto por el presidente el **Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES**, Jurado el **Dr. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS**, Jurado el **MSc. Ing. Jaime PALOMINO CLAUDIO**, Jurado - Asesor el **Dr. Ing. Víctor Félix FLORES MORENO** y secretario del proceso el **Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**, con el objetivo de recepcionar la sustentación de la tesis denominada titulado: **“MODELO GEOMECANICO PARA GARANTIZAR LA ESTABILIDAD DEL MINADO SUBTERRANEO DEL CUERPO SALVADORA, MINA ANDAYCHAGUA, 2023”**, presentado por el/la Sr./Srta., **SAUL QUISPE DIAZ**, Bachiller en Ciencias de la Ingeniería Minas.

El Jurado luego de haber recepcionado la sustentación de la tesis y realizado las preguntas, el sustentante al haber dado respuesta a las preguntas, y el Jurado haber deliberado; califica con la nota aprobatoria de **16 (dieciséis)**.

En fe de lo cual, se firma la presente acta, por los miembros integrantes del proceso de sustentación.



Firmado digitalmente por
Dr. Ing. Efraín Elías Porras
Flores
Fecha: 2023.09.03 17:43:38
-05'00'

Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES
Presidente



Firmado
digitalmente por Dr.
Johnny Henry
Ccatamayo Barrios
Fecha: 2023.08.29
12:28:35 -05'00'

Dr. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS
Jurado



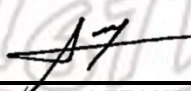
Dr. Ing. Víctor F. Flores Moreno

Dr. Ing. Víctor Félix FLORES MORENO
Jurado Asesor



Firmado digitalmente por
JAIME PALOMINO CLAUDIO
Fecha: 2023.08.29 09:25:14
-05'00'

MSc. Ing. Jaime PALOMINO CLAUDIO
Jurado


Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR
Secretario del Proceso
Departamento Académico de Matemática y Física





UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL



“Año de la unidad, la paz y el desarrollo”

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

CONSTANCIA N° 056-2023-FIMGC

El que suscribe; responsable verificador de originalidad de trabajos de tesis de pregrado con el software Turnitin, en segunda instancia para las **Escuelas Profesionales** de la **Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil**; en cumplimiento a la **Resolución de Consejo Universitario N° 039-2021-UNSCH-CU**, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación de la Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga y **Resolución Decanal N° 288-2023-FIMGC- UNSCH-D**, deja constancia de originalidad de trabajo de investigación, que el/la Sr./Srta.

Apellidos y Nombres : QUISPE DIAZ, Saul
Escuela Profesional : INGENIERÍA DE MINAS
Título de la Tesis : “MODELO GEOMECANICO PARA GARANTIZAR LA ESTABILIDAD DEL MINADO SUBTERRANEO DEL CUERPO SALVADORA, MINA ANDAYCHAGUA, 2023”
Evaluación de la Originalidad : 2 % Índice de Similitud
Identificador de la entrega : 214669617

Por tanto, según los Artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, es **PROCEDENTE** otorgar la **Constancia de Originalidad** para los fines que crea conveniente.

En señal de conformidad y verificación se firma la presente constancia

Ayacucho, 16 de agosto del 2023



UNIVERSIDAD NACIONAL DE
SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR

Verificador de Originalidad de Trabajos de Tesis de Pregrado
Departamento Académicos de Matemática y Física



Con depósito para Sustentación y Tramites
Cc. Archivo

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
Av. Independencia S/N Ciudad Universitaria
Central Tel. 066 312510
Anexo 151

MODELO GEOMECANICO PARA GARANTIZAR LA ESTABILIDAD DEL MINADO SUBTERRANEO DEL CUERPO SALVADORA, MINA ANDAYCHAGUA, 2023

por Saúl Quispe Diaz

Fecha de entrega: 11-jul-2023 03:41p.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 2129762528

Nombre del archivo: TESIS_SAUL_QUISPE_DIAZ_11-07-2023.pdf (11.32M)

Total de palabras: 35793

Total de caracteres: 187361

MODELO GEOMECANICO PARA GARANTIZAR LA ESTABILIDAD DEL MINADO SUBTERRANEO DEL CUERPO SALVADORA, MINA ANDAYCHAGUA, 2023

INFORME DE ORIGINALIDAD

2%

INDICE DE SIMILITUD

2%

FUENTES DE INTERNET

0%

PUBLICACIONES

2%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Trabajo del estudiante	1%
2	repositorio.unsa.edu.pe Fuente de Internet	<1%
3	repositorio.uap.edu.pe Fuente de Internet	<1%
4	Submitted to Universidad Continental Trabajo del estudiante	<1%
5	hdl.handle.net Fuente de Internet	<1%
6	tesis.unap.edu.pe Fuente de Internet	<1%
7	repositorio.unsaac.edu.pe Fuente de Internet	<1%

Excluir citas Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía Activo