

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO

ABAD DEL CUSCO

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINAS Y

METALURGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

**ESTUDIO GEOMECANICO EN EL TJ4266, ZONA 3, VETA
MILLET NIVEL 4300, PARA MEJORAR LA VOLADURA EN LA
UNIDAD MINERA INMACULADA -AYACUCHO**

PRESENTADO POR:

BACH: ALFREDO CUELLAR GAVANCHO

**PARA OPTAR AL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERIO DE MINAS**

ASESOR:

MGT. TOMAS ACHANCCARAY PUMA

CUSCO -PERU

2024

INFORME DE ORIGINALIDAD

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

El que suscribe, **Asesor** del trabajo de investigación/tesis titulada:.....
Estudio Geomecánico en el TIR266, zona 3, veta
millet Nivel 4300, para mejorar la voladura
en la unidad minera immaculada - Ayacucho
 presentado por: Alfredo Cuellar Gavando con DNI Nro.: 47274024 presentado
 por: con DNI Nro.: para optar el
 título profesional/grado académico de Ingeniería de Minas

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 03 veces, mediante el
 Software Antiplagio, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso de Sistema Antiplagio de la**
UNSAAC y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 06 %.

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

Porcentaje	Evaluación y Acciones	Marque con una (X)
Del 1 al 10%	No se considera plagio.	X
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las correcciones.	
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, quien a su vez eleva el informe a la autoridad académica para que tome las acciones correspondientes. Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	

Por tanto, en mi condición de asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y adjunto la primera página del reporte del Sistema Antiplagio.

Cusco, 05 de 08 de 2024.....



Firma

Post firma Tomás Aguirre

Nro. de DNI 23991386

ORCID del Asesor 0000 - 0002 - 5316 - 1452

Se adjunta:

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema Antiplagio: oid: 272591371679071 ✓



Identificación de reporte de similitud: oid:27259:371649071

NOMBRE DEL TRABAJO

**ESTUDIO GEOMECANICO EN EL TJ4266,
ZONA 3, VETA MILLET NIVEL 4300, PAR
A MEJORAR LA VOLADURA EN LA UNI**

AUTOR

ALFREDO CUELLAR GAVANCHO

RECUENTO DE PALABRAS

23711 Words

RECUENTO DE CARACTERES

120631 Characters

RECUENTO DE PÁGINAS

167 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

44.8MB

FECHA DE ENTREGA

Aug 5, 2024 11:47 AM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Aug 5, 2024 11:49 AM GMT-5

● **6% de similitud general**

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

- 5% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 4% Base de datos de trabajos entregados
- 0% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● **Excluir del Reporte de Similitud**

- Material bibliográfico
- Material citado
- Material citado

AGRADECIMIENTO

Sobre todas las cosas , quiero agradecer a Dios, por haberme guiado por el camino del bien, a mi familia por el apoyo en momentos malos y buenos , un amigo Abel Chavez en especial por haber compartido conocimientos y experiencias.

A mi alma Mater, Universidad Nacional san Antonio abad de Cusco y en persona de sus Docentes por el aporte académico de mi formación profesional a lo cual retribuyo con el presente estudio.

Mi agradecimiento muy especial a mí asesor Mgt. Tomas Achanccaray Puma quien ha compartido conmigo su amplio conocimiento, por el aliciente y apoyo incondicional en todo momento, gracias al cual me fue posible desarrollar la presente tesis.

ALFREDO C.G

RESUMEN

El presente trabajo investiga el Estudio Geomecánica en el tajo 4266, zona 3 , veta Millet nivel 4300, para mejorar la voladura y mejorar la longitud de avance, dando como resultado un mejor avance de las labores de extracción en el tajo 4266 en la unidad minera Inmaculada - Ayacucho

En este proyecto se mejora la eficiencia en el proceso de voladura con el rediseño de carga de explosivo, con este proceso se busca mejorar la voladura en el tipo de roca IIIB y con ello optimizar costos favorables a la empresa .

La voladura será ineficiente si no tenemos en cuenta el estudio geomecánica.

Con este trabajo de investigación se diseña y establece una nueva malla de perforación para tener una mejorara en la voladura y con ello la longitud de avance, en especial en la roca tipo IIIB.

El control de la perforación y la voladura, así como la correcta elección del explosivo influye correctamente en la longitud de avance de 3.55 m/ disparo

Se ha realizado diferentes pruebas con diferentes accesorios de voladura y diferentes mallas de perforación para obtener resultados favorables para el avance optimo

El presente trabajo se trata sobre los procesos que son necesarios para completar con mayor éxito el trabajo encomendado a EMPRESA PERFORADORA CHAMPIONS . GROUPE para mejorar la voladura en el tajo 4266, zona 3 , veta Millet nivel 4300.

Palabras claves: diseño, geomecánica, accesorios de perforación y voladura, procesos

ABSTRAC

The present work investigates the Geomechanical Study in pit 4266, zone 3, Millet vein level 4300, to improve blasting and improve the advance length, resulting in better progress of the extraction work in pit 4266 in the mining unit Immaculate -Ayacucho

In this project, efficiency in the blasting process is improved by redesigning the explosive charge. This process seeks to improve blasting in type IIIB rock and thereby optimize favorable costs for the company.

Blasting will be inefficient if we do not take into account the geomechanical study.

With this research work, a new drilling mesh is designed and established to improve blasting and thus the length of advance, especially in type IIIB rock.

The control of drilling and blasting, as well as the correct choice of explosive correctly influences the advance length of 3.55 m/shot

Different tests have been carried out with different blasting accessories and different drilling meshes to obtain favorable results for optimal progress.

This work deals with the processes that are necessary to more successfully complete the work entrusted to EMPRESA PERFORADORA CHAMPIONS. GROUPE to improve blasting in pit 4266, zone 3, Millet vein level 4300.

Keywords: design, geomechanics, drilling and blasting accessories, processes

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA.....	iii
AGRADECIMIENTO.....	iv
RESUMEN.....	v
ABSTRAC.....	vi
ÍNDICE GENERAL.....	vii
ÍNDICE DE TABLAS.....	x
ÍNDICE DE FIGURAS.....	xii
INDICE DE PLANOS.....	xvi
CAPITULO I.....	17
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	17
1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA.....	17
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	17
1.2.1. Problema principal.....	17
1.2.2. Problemas específicos.....	17
1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACION.....	18
1.3.1. Objetivo general.....	18
1.3.2. Objetivo específico.....	18
1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.....	18
1.5. HIPOTESIS.....	19
1.5.1. Hipótesis general.....	19
1.5.2. Hipótesis específico.....	19
1.6. VARIABLES E INDICADORES.....	19
1.6.1. Variables Independientes.....	19
1.6.2. Variable dependiente.....	19
1.6.3. Matriz de operacionalización de variables.....	20
CAPITULO II.....	21
MARCO TEORICO.....	21
2.1. ANTECEDENTES.....	21
2.2. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD.....	22

2.2.1.	Descripción de mina	22
2.2.2.	Métodos de explotación	23
2.2.3.	Metodología de labores de avance	23
2.3.	MODELO MATEMÁTICO DE ROGER HOLMBERG	26
2.4.	ESTUDIO GEOMECÁNICO Y CARACTERIZACION DE LAS OPERACIONES	26
2.4.1.	Caracterización del macizo rocoso	26
2.4.2.	Evaluación de estabilidad	28
2.4.3.	Metodología de trabajo	28
2.4.4.	Evaluación geomecánica del macizo rocoso	29
2.4.5.	Dimensionamiento de tajos	31
2.4.6.	Consideraciones Geomecánicas	33
2.4.7.	Dimensionamiento de tajeos	36
2.4.8.	Determinación de mecanismos de falla	43
2.4.9.	Evaluación de estabilidad por método de corte y relleno	70
2.4.10.	Metodología de trabajo	71
2.4.11.	Estabilidad global de tajeos	88
2.4.12.	Corte y relleno mecanizado ascendente (CRM)	101
2.4.13.	Corte y relleno semi-mecanizado ascendente (CRSM)	102
2.4.14.	Corte y relleno convencional ascendente (CRC)	104
2.4.15.	Método de Minado por Taladros Largos	106
2.5.	RELLENO	110
2.5.1.	Relleno en pasta	110
2.5.2.	Relleno cementado	110
2.6.	DESMONTERA	111
2.6.1.	Diseño, secuencia de llenado	111
2.6.2.	Análisis de Estabilidad actual de Desmontera	111
2.7.	POLVORINES	115
2.7.1.	Polvorín auxiliar accesorios de voladura interior mina – nv.4400 ...	115
2.8.	VENTILACION	119
2.8.1.	Escenario actual de mina	119

2.8.2. Gestión de Seguridad y Salud Ocupacional.....	123
CAPITULO III	126
METODOLOGIA.....	126
3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN.....	126
3.2. NIVEL DE INVESTIGACIÓN.....	126
3.3. POBLACIÓN Y MUESTRA	126
3.3.1. Población	126
3.3.2. Determinación de muestra	126
3.3.3. Tipo de muestra	126
3.4. TÉCNICA DE RECOPIACIÓN DE INFORMACIÓN.....	127
3.5. TÉCNICA DE PROCESAMIENTO DE INFORMACIÓN	127
3.6. TÉCNICA DE ANÁLISIS DE DATOS.....	127
3.6.1. Técnicas	127
3.6.2. Instrumentos de recolección de datos	127
3.6.3. Métodos para el procesamiento de datos	128
CAPITULO IV	129
RESULTADOS DE INVETSIGACION DE TESIS.....	129
4.1. PLANO GEOMECANICO	135
4.2. RESULTADOS DE LOS DISPAROS PUROS (14PIES)	136
4.3. PROPUESTA EPC ANDINA	140
4.4. RESULTADOS DE LAS PRUEBAS DE LA EPC ANDINA.....	142
4.5. RESULTADOS DE LAS PRUEBAS EPC ANDINA	144
CAPÍTULO V : CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	147
5.1. CONCLUSIONES.....	147
5.2. RECOMENDACIONES	149
5.3. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	150
5.4. ANEXOS.....	152

ÍNDICE DE TABLAS

<i>Tabla N° 1 Matriz de operacionalización</i>	20
<i>Tabla N° 2 Ubicación y Accesibilidad</i>	22
<i>Tabla N° 3 Resumen del dimensionamiento de minado para taladros largos</i>	42
<i>Tabla N° 4 Tramo 1, Longitud de minado recomendado de 24m</i>	47
<i>Tabla N° 5 Tramo 2, Longitud de minado recomendado de 24m</i>	47
<i>Tabla N° 6 Tramo 3, Longitud de minado recomendado de 24m</i>	47
<i>Tabla N° 7 Tramo 4, Longitud de minado recomendado es de 16m</i>	48
<i>Tabla N° 8 Resumen de longitudes estables.....</i>	48
<i>Tabla N° 9 Clasificaciones geomecánicas indicando el tipo de roca</i>	50
<i>Tabla N° 10 Calculo de Q' en el tramo 1.....</i>	56
<i>Tabla N° 11 Calculo de A, para la CT, Veta y CP.....</i>	56
<i>Tabla N° 12 Calculo de B.....</i>	56
<i>Tabla N° 13 Calculo de C, de la sección S-1</i>	57
<i>Tabla N° 14 Calculo del número de estabilidad N'</i>	57
<i>Tabla N° 15 Resultados del dimensionamiento de tajeo para el tramo 1</i>	58
<i>Tabla N° 16 Calculo de Q' tramo 21</i>	58
<i>Tabla N° 17 Calculo de A tramo 2</i>	58
<i>Tabla N° 18 Calculo de B tramo 2</i>	59
<i>Tabla N° 19 Calculo de C tramo 2.....</i>	59
<i>Tabla N° 20 Resultados del N' del tramo 2.....</i>	59
<i>Tabla N° 21 Resultados del dimensionamiento del tramo 2</i>	60
<i>Tabla N° 22 Calculo de Q' tramo 3</i>	61
<i>Tabla N° 23 Calculo de A tramo 3</i>	61
<i>Tabla N° 24 Calculo de B tramo 3</i>	61
<i>Tabla N° 25 Calculo de C tramo 3.....</i>	61
<i>Tabla N° 26 Calculo de N' tramo 3.....</i>	62
<i>Tabla N° 27 Calculo de N' y longitud estable para el tramo 3.....</i>	63
<i>Tabla N° 28 Calculo de Q' tramo 4</i>	63
<i>Tabla N° 29 Calculo de A tramo 4</i>	63

<i>Tabla N° 30 Calculo de B tramo 4</i>	63
<i>Tabla N° 31 Calculo de C tramo 4</i>	64
<i>Tabla N° 32 Calculo de N´ tramo 4</i>	64
<i>Tabla N° 33 Calculo de N´ y longitud estable, para el tramo 4</i>	65
<i>Tabla N° 34 Evaluación de cable bolt tramo 1 y 2</i>	70
<i>Tabla N° 35 Evaluación de cable bolt tramo 3 y 4</i>	70
<i>Tabla N° 36 Equivalencias del RMR y GSI con el tipo de roca y clase</i>	84
<i>Tabla N° 37 Cuadro resumen de los tiempos de autosoporte por tipo de roca</i>	85
<i>Tabla N° 38 Valores del ESR para diferentes tipos de excavación</i>	85
<i>Tabla N° 39 Interpretación de valores del RQD (Deere, 1964)</i>	93
<i>Tabla N° 40 Interpretación de los valores de RMR, adaptado a UM Inmaculada</i>	95
<i>Tabla N° 41 Parámetros RMR para mapeo geomecánico</i>	96
<i>Tabla N° 42 Interpretación del índice Q (Barton, 1974)</i>	97
<i>Tabla N° 43 Equivalencias del RMR y GSI con el tipo de roca y clase</i>	98
<i>Tabla N° 44 Diseño de mezcla patrón</i>	110
<i>Tabla N° 45 Resultados de los análisis de estabilidad</i>	113
<i>Tabla N° 46 Tipos de accesorios almacenados</i>	117
<i>Tabla N° 47 Costos materiales y personal</i>	145

ÍNDICE DE FIGURAS

<i>Figura N° 1 División de secciones según Roger Holmberg.</i>	26
<i>Figura N° 2 Factor A de esfuerzo en la roca</i>	32
<i>Figura N° 3 Factor B de orientación de estructuras</i>	32
<i>Figura N° 4 Factor C de ajuste gravitatorio</i>	33
<i>Figura N° 5 Mapeo de celda del SN 6430 NE - Nv 4420, con un RMR de 44</i>	34
<i>Figura N° 6 Mapeo de celda del SN 6430 - Nv 4400, con un RMR de 53.....</i>	35
<i>Figura N° 7 Evaluación de dimensionamiento para minado en roca tipo IIIB</i>	37
<i>Figura N° 8 Método gráfico de estabilidad modificado para minado en roca tipo IIIB</i>	37
<i>Figura N° 9 Evaluación de dimensionamiento para minado longitudinal en roca tipo IVA</i>	38
<i>Figura N° 10 Método gráfico de estabilidad modificado para minado longitudinal en roca tipo IVA.....</i>	39
<i>Figura N° 11 Evaluación de dimensionamiento para minado transversal en roca tipo IIIB</i>	40
<i>Figura N° 12 gráfico de estabilidad modificado para minado transversal en roca tipo IIIB</i>	40
<i>Figura N° 13 Evaluación de dimensionamiento para minado transversal en roca tipo IVA</i>	41
<i>Figura N° 14 Evaluación de dimensionamiento para minado transversal en roca tipo IVA</i>	42
<i>Figura N° 15 Cuadro Input data</i>	43
<i>Figura N° 16 Estereograma resultado del mapeo estructural de las zonas de Sub Niveles con anchos máximos a 10m en tajos longitudinales</i>	44
<i>Figura N° 17 Vista de la formación de cuñas en un tajo longitudinal con ancho máximo de 10 m</i>	44
<i>Figura N° 18 Sostenimiento de la cuña formada en la corona con un FS de 1.75</i>	45
<i>Figura N° 19 Vista isométrica veta Millet.....</i>	46
<i>Figura N° 20 Mapeo Geomecánico del Nivel 4300, Veta Millet</i>	51
<i>Figura N° 21 Mapeo Geomecánico del Nivel 4265, Veta millet</i>	51
<i>Figura N° 22 Proyección estereográfica tramo 1 y 2</i>	52

<i>Figura N° 23 Proyección estereográfica tramo 3 y 4</i>	52
<i>Figura N° 24 Proyecto Veta Millet</i>	53
<i>Figura N° 25 Cálculo de Radio hidráulico</i>	55
<i>Figura N° 26 Gráfico de estabilidad modificado (N´)</i>	57
<i>Figura N° 27 Gráfico de estabilidad modificado (N´)</i>	60
<i>Figura N° 28 Gráfico de estabilidad modificado (N´)</i>	62
<i>Figura N° 29 Gráfico de estabilidad modificado (N´) tramo 4</i>	64
<i>Figura N° 30 Tramo 1, apertura de niveles principales de explotación propuesto</i>	66
<i>Figura N° 31 Tramo 2, apertura de niveles principales propuesto</i>	67
<i>Figura N° 32 Tramo 3, apertura de niveles propuestos</i>	68
<i>Figura N° 33 Tramo 4, apertura de subniveles principales propuesto</i>	69
<i>Figura N° 34 Longitud de cable bolt</i>	70
<i>Figura N° 35 Cuadro de tiempo de auto-soporte</i>	72
<i>Figura N° 36 Grafico Múltiple - GDE</i>	73
<i>Figura N° 37 Mapeo geomecánico TJ 1191</i>	73
<i>Figura N° 38 Mapeo geomecánico TJ 5100 1er acceso</i>	74
<i>Figura N° 39 Mapeo geomecánico TJ9180</i>	74
<i>Figura N° 40 Sección transversal con litología en la zona de breasting</i>	75
<i>Figura N° 41 Estereograma del mapeo estructural por celdas de las zonas de breasting (Veta Millet)</i>	75
<i>Figura N° 42 Cuadro Input data tipo de roca IIIB</i>	76
<i>Figura N° 43 Cuadro Input data tipo de roca IVA</i>	76
<i>Figura N° 44 Ubicación e inclinación de enfilaje (al tope) y distribución de pernos hydrabolt</i>	77
<i>Figura N° 45 Vista frontal de la formación de una cuña inestable en el techo para una labor de 10 m de ancho (FS = 0.0)</i>	78
<i>Figura N° 46 Vista frontal de la distribución del enfilaje para una labor con un ancho de 10 m y un factor de seguridad (FS) de 1.275</i>	78
<i>Figura N° 47 Vista frontal de la colocación de pernos hydrabolt (10´) y shotcrete (2´) en una labor de 10 m de ancho obteniéndose un factor de seguridad (FS) de 2.39</i>	79

<i>Figura N° 48 Vista de perfil de la distribución del enfilaje y pernos hydrabolts para anchos de 10 m</i>	79
<i>Figura N° 49 Esquema de sostenimiento para breasting</i>	80
<i>Figura N° 50 Sistema de sostenimiento de breasting de acuerdo al tipo de roca y a la abertura (ancho)</i>	80
<i>Figura N° 51 Evaluación de estabilidad del minado en semimecanizado breasting</i>	81
<i>Figura N° 52 geomecanica Hochschild</i>	82
<i>Figura N° 53 Adaptación del GSI para secciones 4.0 x4.0 m, labores permanentes y su aplicación</i>	83
<i>Figura N° 54 Adaptación del GSI para secciones 4.0 x 4.0m, labores temporales y sus variantes de sostenimiento</i>	83
<i>Figura N° 55 Gráficos de los tiempos de autosoporte vs abertura y RMR</i>	84
<i>Figura N° 56 Valores del Claro vs ESR y RMR de la excavación para colocar el sostenimiento sugerido</i>	86
<i>Figura N° 57 Sostenimiento en secciones 4.0 x 4.0 m</i>	87
<i>Figura N° 58 Sostenimiento en secciones 1.2 x 2.4</i>	87
<i>Figura N° 59 Resumen de resultados de ensayo de relleno en pasta</i>	88
<i>Figura N° 60 Condición actual de los vacíos de Zona Central Baja</i>	89
<i>Figura N° 61 Influencia de los tajos abiertos hacia la infraestructura cercana (tajo)</i>	89
<i>Figura N° 62 Influencia de los tajos abiertos hacia la infraestructura tajo</i>	90
<i>Figura N° 63 Espacios vacíos máximos permitidos por el método</i>	90
<i>Figura N° 64 Escenario de mayor perturbación en la roca por incremento de jatos sin rellenar (peor escenario)</i>	91
<i>Figura N° 65 Sostenimiento de los tajo</i>	91
<i>Figura N° 66 Análisis de esfuerzos inducidos vs resistencia de la roca</i>	92
<i>Figura N° 67 Proceso comúnmente usado para evaluar el valor del RQD de un testigo (ACG, 2003)</i>	95
<i>Figura N° 68 Gráficos de los tiempos de autosoporte vs abertura y RMR</i>	98
<i>Figura N° 69 Tipos de pernos por adherencia y fricción</i>	100
<i>Figura N° 70 Lanzado de shotcrete vía húmeda con brazo robótico</i>	100
<i>Figura N° 71 Mallas electrosoldada</i>	101

<i>Figura N° 72 Corte y relleno ascendente semi-mecanizado con scoop cautivo</i>	104
<i>Figura N° 73 Corte y relleno convencional ascendente</i>	106
<i>Figura N° 74 Minado por Taladros Largos Longitudinales</i>	108
<i>Figura N° 75 Minado por Taladros Largos Transversales</i>	109
<i>Figura N° 76 Diagrama de procesos Planta de relleno cementado.....</i>	111
<i>Figura N° 77 Circuito de ventilación Inmaculada</i>	119
<i>Figura N° 78 Cobertura de aire por tipo de labores.....</i>	120
<i>Figura N° 79 Diseño de mejora de plan de extracción</i>	121
<i>Figura N° 80 Diseño de mejora de plan de inyección.....</i>	122
<i>Figura N° 81 Reglamento Interno de Seguridad y Salud Ocupacional.....</i>	123
<i>Figura N° 82 Resultados de los disparos puros</i>	136
<i>Figura N° 83 Avance en tipo de rocas IIIB</i>	136
<i>Figura N° 84 Avance en tipo de roca IVA</i>	137
<i>Figura N° 85 Avances En Rocas IIIB</i>	138
<i>Figura N° 86 Longitud del taco luego de cargar al arranque</i>	139
<i>Figura N° 87 Propuesta EPC Andina</i>	140
<i>Figura N° 88 Longitud del taco</i>	140
<i>Figura N° 89 Tradicional.....</i>	141
<i>Figura N° 90 Prueba N° 01</i>	141
<i>Figura N° 91 Prueba N° 02.....</i>	141
<i>Figura N° 92 Resultados de la pruebas de la APC Andina</i>	142
<i>Figura N° 93 Diseño Propuesta</i>	144

INDICE DE PLANOS

<i>Plano 1: Plano de Ubicación Unidad Minera Inmaculada</i>	25
<i>Plano 2: Plano Geomecánico SN 4265, NV 4265</i>	30
<i>Plano 3: Plano Geomecánico SN 6270, NV 4280.....</i>	30
<i>Plano 4: Plano Geomecánico e interpretación de logeo geomecánico</i>	34
<i>Plano 5: Plano Geomecánico e interpretación de logeo geomecánico del SN 6375 NE – Nv 4375</i>	36
<i>Plano 6: Plano general de polvorines</i>	118
<i>Plano 7: Plano Geomecánico.....</i>	135

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA

En la unidad operacional inmaculada de la empresa Hochschild mining, en el tajo 4266 , veta Millet zona 3 nivel 4300, en el tajo en la cual el tipo de roca es de tipo IIIB y IVA , por lo que se tiene la diferencia en el costo en el proceso de perforación y voladura donde el avance no es constante en ambos tipos de rocas.

Los costos en voladura adquieren una relevancia significativa en la unidad minera inmaculada

La voladura lo realiza la empresa Empresa Perforadora Champions GROUPE, que es primordial para el desarrollo y avance de las labores mineras, que influye directamente en la producción, por lo cual es esencial evaluar y mejorar el diseño de la malla de perforación y el tipo o cantidad de explosivo de acuerdo al tipo de roca

El problema de la investigación surge de la necesidad de la compañía minera Inmaculada de abordar en los problemas de la longitud de avance por disparo en cada tipo de roca para así emparejar el avance en la veta Millet , con esta evaluación integral se busca identificar las causas subyacentes de los problemas y desarrollar solución efectiva que permitan optimizar los costos en voladura y garantizar el avance en todas las labores y complementarios en el tj4266 de la veta Millet de la zona 3 nivel 4300.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. *Problema principal*

¿Como mejorar la voladura en el tj4266 ,zona 3, veta Millet nivel 4300 en la unidad minera Inmaculada -Ayacucho?

1.2.2. *Problemas específicos*

- 1) ¿Cuál será la calidad de roca según el estudio geomecanico en el tj 4266 del la veta Millet , zona 3 nivel 4300 en la unidad minera Inmaculada -Ayacucho ?

- 2) ¿Cuál será la longitud de avance apropiada por disparo en el tj 4266 de la veta Millet , zona 3 nivel 4300 en la unidad minera Inmaculada -Ayacucho?
- 3) ¿Cuál será el costo optimizado de la voladura en el tj 4266 de la veta Millet , zona 3 nivel 4300 en la unidad minera Inmaculada -Ayacucho?

1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACION

1.3.1. Objetivo general

Resolver la voladura en el tj 4266 ,zona 3, veta Millet nivel 4300 en la unidad minera Inmaculada - Ayacucho

1.3.2. Objetivo específico

- 1) Determina la calidad de roca según el estudio geomecánico en el tj4266 ,zona 3, veta Millet nivel 4300 en la unidad minera Inmaculada - Ayacucho
- 2) Determinar la longitud adecuada del avance por disparo en el tj4266 ,zona 3, veta Millet nivel 4300 en la unidad minera Inmaculada - Ayacucho
- 3) Calcular el costo optimizado del avance por disparo en el tj4266 ,zona 3, veta Millet nivel 4300 en la unidad minera Inmaculada - Ayacucho

1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

El estudio geomecánica en el tj4266 ,zona 3 ,veta Millet nivel 4300 , para mejorar la voladura y la productividad del avance de las labores mineras es de vital importancia en la unidad minera inmaculada, la identificación de problemas para cada carga diseñada para cada malla de perforación ha generado retrasos en el avance ,lo que afecta directamente a la programación mensual establecido , esta situaciones traduce a una disminución de la productividad

La justificación de esta investigación radica en la necesidad de optimizar los costos en voladura, en consecuencia mejorar el avance y por consecuencia la productividad en las labores mineras. Al realizar una evaluación exhaustiva de los avances en las labores mineras y analizando los números de cartuchos a ser utilizados, se podrán identificar las principales causas de los problemas del rendimiento de explosivos y tomar las medidas necesarias para solucionarlos, al rediseñar la malla y repartir las cargas de explosivo adecuadamente, lo que permitirá aumentar la productividad del avance de las labores mineras y cumplir con los objetivos realizados por la compañía.

La variedad de tipos de rocas que existe en la unidad minera immaculada, hace que el proceso de perforación y voladura sea muy diversa , es por ello que se da el inicio a la presente investigación porque el avance por disparo que existe es variable lo que buscamos es equiparar los disparos en cada tipo de roca , esto se dará con el rediseño de malla para la roca IIIB que es la mas variante en el avance y el rediseño de carga para la misma roca .

1.5. HIPOTESIS

1.5.1. Hipótesis general

- Optimizando los costos en voladura vamos a mejorar la productividad en las labores mineras en la compañía minera Inmaculada - Ayacucho

1.5.2. Hipótesis específico

- 1) Conociendo la calidad de roca, se podrá efectuar de una manera adecuada el diseño de la carga y la malla en el tj4266 de la veta Millet , la zona 3 nivel 4300 de la unida minera immaculada – Ayacucho
- 2) El rediseño de la malla de perforación influye positivamente en la productividad de avance del tj4266 de la veta Millet , la zona 3 nivel 4300 de la unida minera immaculada – Ayacucho
- 3) Conociendo la diferencia de costos , se podrá conocer cuanto se optimizo en el tj4266 de la veta Millet , la zona 3 nivel 4300 de la unida minera

1.6. VARIABLES E INDICADORES

1.6.1. Variables Independientes

- Optimización de costos en voladura

1.6.2. Variable dependiente

- Mejoramiento de la productividad del avance de las labores mineras

1.6.3. Matriz de operacionalización de variables

Tabla N° 1 Matriz de operacionalización

Variable		Dimensiones	Indicadores	Medida
INDEPENDIENTES	Calidad de roca	Características geomecánicas	RMR de Bieniawski	-
			Modelo de Rene Ojeda	-
DEPENDIENTE	Mejoramiento y optimización de la voladura	Diseño de malla	Modelo de Roger Holmberg	-
			Porcentaje de avance	%
			Longitud de avance	M
			Productividad	M3
			Costos	\$

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. ANTECEDENTES

Según Giancarlo (2017) en su estudio “Plan de minado en la explotación de la unidad minera de Inmaculada – Hochschild mining – Ayacucho 2017 Se razona que, con la aprobación del plan minero, se pueden completar las actividades mineras en la unidad minera. Un plan minero decente asegura una mejora ideal de la mina, teniendo en cuenta que las etapas mineras deben ser las más adecuadas.

Según Pinto (2018) en su estudio “desarrollo del programa para la extracción de roca mediante perforación y voladura en cantera” se concluye que, El avance de la Palabra relacionada Bienestar y Seguridad El Plan de tablero es crucial para la evitación de la fuerza del personal en la acción minera, ya que permite una asociación y organización especializada de los peligros conectados a los ejercicios de perforación y tiro de la organización particula.

Turpo (2014), en su Tesis Titulada “Planeamiento de Minado para una mejor Explotación del Yacimiento Esperanza de Caraveli” fomentó la doble explotación de 18 a 25 tajos cada mes para incrementar la creación diaria de 250 TM/día a 360 TM/día, con el abuso de la veta dulce con 7 nuevos tajos para el desarrollo de la zona de Coila. El nivel de creación mes a mes se amplió de 7500 Tm/mes a 10.800 Tm/mes. Esto según el marco de trabajo, las fases del ciclo, adicionalmente se mejoró la competencia en los ciclos unitarios separados, ampliando en algunos de ellos, el capital, hardware, RRHH, etc. La estrategia minera a aplicar es el corte de relleno, ajustándose a los estados geomecánicos y subyacentes del yacimiento.

2.2. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD

El proyecto está situado en el sur del Perú dentro del Territorio de Parinacochas y Paucar de Sara en departamento de Ayacucho, en el Ámbito 14°57'27 "S y Longitud 73°14'42 "O. a una altitud de 3,900 y 4,800 msnm en el cinturón Puquio-Caylloma y se encuentra a 210 km al suroeste de Cuzco y alrededor de 530 km al sureste de Lima, la capital del Perú.

En total, el tiempo de viaje desde Lima hasta el proyecto Inmaculada es de unas 18,5 horas. Se puede llegar a la propiedad desde. El acceso electivo puede producirse utilizando Cuzco viajando hacia el oeste por la calle Cuzco-Nazca y desviándose en la intersección de Chalhuanca hacia Iscahuaca, para luego, en ese punto, seguir el itinerario anterior. (Google Maps, 2024)

Tabla N° 2 Ubicación y Accesibilidad

De	A	tipo de vía	Tiempo (h)	distanci (km)
desde Lima a la Unidad Minera Inmaculad				
Lima	Nazca	Asfaltada	6,5	460,0
Nazca	Puquio	Asfaltada	4,20	155,0
Puquio	Puquio	Asfaltada	3,10	142,0
Iscahuaca	Inmaculada	Trocha	4,30	141,1
desde Cuzco a la Unidad Minera Inmaculada				
Lima	Cuzco	Via aerea	1,5	590,0
Cuzco	Abancay	Asfaltada	4,30	195,0
Abancay	Chalhuanca	Asfaltada	3,15	120,0
Chalhuanca	Iscahuaca	Asfaltada	0,5	43,0
Iscahuaca	Inmaculada	Trocha	4,30	141,1

Fuente: propia

2.2.1. Descripción de mina

Producción:

La producción examina la utilización de tajos en las siguientes estructuras Keyla, Splay Angela, Angela, Barbara, Angela Conexión, Brenda, Sheyla Bety, Ramal 1, Rubi, Ramal 5, Noelia, Susana Beatriz, Angela NE, Pilar, Salvador, Millet, Thalia, Tensional Lourdes, Jose, Shakira Oeste, Luciana, Tula, Divina y Dora.

Desarrollos:

En esta etapa de la producción los accesos principales para acceder a la veta principal Millet, es por la bocamina 4300, bocamina 4400 y bocamina 4500, Las labores principales cuentan con una sección de 4.00m x 4.00 m., Adicionalmente, existen taludes de segmento 4,00 m x 4,00 m. con +/- 12% de inclinación y taludes positivos y negativos de segmento 3,0 x 3,0 m. con +/- 15% de inclinación que actúan como entrada a las diversas fosas en abuso de corriente los avances considerados para el periodo 2022 son consideradas en las siguientes estructuras, Angela, Angela conexión, Angela NE, Barbara, Bety, Brenda, Keyla, Millet, Noelia, Pilar, Ramal 1, Ramal 5, Rubi, Salvador, Shakira oeste, Sheyla, Splay Angela, Susana Beatriz, Tensional Lourdes y Thalia.

2.2.2. Métodos de explotación

Los métodos de explotación que se tiene son:

- Taladros Largos Bench and Fill
- Corte y Relleno Ascendente Mecanizado Breasting Limpieza con Scoop
- Limpieza Automática Semimotorizada de Corte y Relleno Vertical (con cuchara en miniatura),
- Corte y Relleno Vertical Ordinario Breasting and Upgrading
- Corte y Relleno Regular Corte y Relleno Vertical Ordinario Fosas de un solo lomo

2.2.2.1. Detalles de diseño

A partir de la inclinación negativa que está de desarrollarse, las intersecciones de acceso están listas a la veta mineralizada de Millet, siendo el nivel entre niveles de 50 metros.

2.2.3. Metodología de labores de avance

Labores Mecanizadas

Son aquellas que son ejecutadas con equipo mecanizado; jumbo, scoop

Labores semimecanizados

Labores Convencionales

El avance de labores con sección menores a 3.00 x 3.00m, son realizados con perforadoras manuales, la perforación se realiza con perforadoras manuales stooper y Jack Leg, accionados por aire comprimido, con de capacidad de perforar 6-8 pies.

Las labores convencionales tienen como objetivo:

- Consentir la responsabilidad y reglamentación de la organización, monetaria, de carga, ecológica, social y de estrategia.
- Salvaguardar la vida y el bienestar de nuestros trabajadores, la propiedad confidencial y el clima.
- Garantizar los objetivos a corto y largo plazo.
- Según el plan de creación, se garantiza la creación y el tratamiento por planta de 3.850 TMS/día durante todo el año.
- La mina debe ser supervisada de forma sostenida, para permitirnos suplir el metal extraído.
- Racionalización de los costes en las tareas mineras.

Plano 1: Plano de Ubicación Unidad Minera Inmaculada

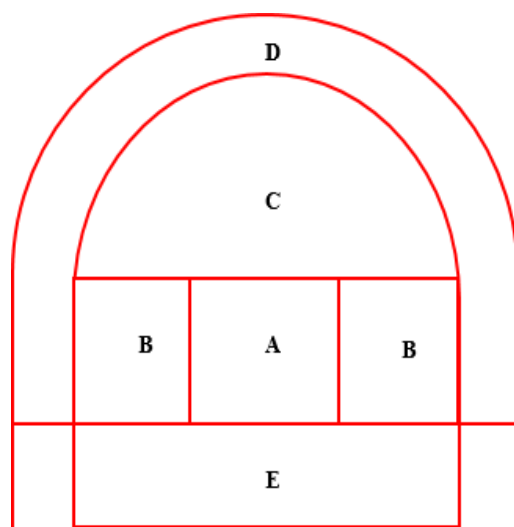


Fuente : Google maps

2.3. MODELO MATEMÁTICO DE ROGER HOLMBERG

Para mejorar los cálculos en la minería de subterránea como en la de tuneles, Holmberg ha fraccionado la cara en 5 segmentos distintos, cada una de estas áreas debe ser creada de manera única durante las estimaciones. Las áreas fraccionadas en las caras penetrantes por la técnica de Holmberg se muestran en la figura (Holmberg, 1982, referido por, Vilca, 2021).

Figura N° 1 División de secciones según Roger Holmberg.



Fuente: Roger Holmberg

DONDE:

A: sección de corte

B: sección de tajo

C: sección de alza

D: sección de contorno

E: sección de arrastre

2.4. ESTUDIO GEOMECÁNICO Y CARACTERIZACIÓN DE LAS OPERACIONES

2.4.1. Caracterización del macizo rocoso

Registro de Datos

La representación de la masa rocosa de la veta Millet se realizó desde una perspectiva planificación geomecánica de todas las operaciones mineras, compartida con el personal de la División de Geomecánica de Mina Inmaculada, utilizando la "Estrategia de planificación por celdas y líneas de detalle". Además, se utilizó el conjunto de datos de la planificación

geotécnica de los centros de piedra de las perforaciones diamantinas , igualmente realizada por el personal geotécnico de Inmaculada.

Los límites de percepción y estimación fueron adquiridos en diseños de registros de planificación de celdas, línea de detalle y diseños de registros geomecánicos. Los límites considerados fueron: tipo de roca, tipo de marco de irregularidad, dirección, dispersión, perseverancia, apertura, dureza, tipo de relleno, espesor del relleno, perdurabilidad y presencia de agua. También se registró información sobre la resistencia de la roca y el nivel de rotura (RQD) (Alania, 2023).

Aspectos Litológicos

Las rocas más reconocidas son los posos marinos clásticos mesozoicos del formación de Soraya (areniscas calcáreas) de edad Cretácico Central. Ocultos ala formación Soraya se encuentran los lechos rojos continentales del Desarrollo Mara (limolitas, areniscas y combinaciones) de edad Cretácico. Las rocas mesozoicas subyacen conflictivamente a las rocas volcánicas de la formación de Tacaza (lapilli riódacítico, coladas andesíticas, brechas y tobas) del Oligoceno Central (30 Mama). La formación Tacaza subyace al desarrollo Alfabamba (tobas líticas riódacíticas) del Mioceno en la pieza sureste de la propiedad, el desarrollo Aniso (toba vítrea) del Mioceno sobreyace al desarrollo Alfabamba. La Formación Aniso aflora al norte del límite de la propiedad y subyace a la Formación Barroso (magmas andesíticos, lahares y brechas) que son del Pleistoceno al Plioceno. Pequeños stocks y barreras de organización andesítica se encuentran dentro de rocas mesozoicas, que presumiblemente comprenden los alimentadores de las brechas y arroyos más voluminosos (Pinto, 2018).

En la región de Quellopata, donde se encuentra la veta de Millet se registraron cuatro unidades litológicas: magma andesítico, brecha andesítica (arroyo de basura), toba y nosy causante de la mineralización del pórfido feldespático. La agrupación de rocas volcánicas extrusivas están interdigitadas en capas subiguales sin progresión; mostrando un comportamiento en el que los magmas andesíticos parecen estar implantados dentro de la brecha andesítica. La toba tiene escasa presencia y se ha mantenido en lugares extremadamente fiables donde parece seguir el ritmo de la subhorizontalidad de las capas.

En Quellopata se han perfilado hasta cuatro corrientes magmáticas que se intercalan con pozos de brechas clásticas lávicas. A continuación se representan las unidades litológicas de la región de Quellopata que tienen cabida con el racimo de Tacaza, causante de la mineralización:

- **Lava andesítica;** Tonalidad verdosa-púrpura, merocrystalina, fanerítica fina y porfídica, dura a extremadamente dura, ligero ajuste argílico, gigantesca, las juntas están cargadas de calcita y esmectita; cursorialmente sobresalen las apófisis de esta roca.
- **Brecha andesítica;** Verdoso-oscuro, hipocrystalino, afanítico microcrystalino, dureza media, ajuste argílico leve a medio, enorme, las juntas están cargadas de calcita y esmectita. Los clastos de brecha, de excepcional a totalmente endurecidos, realmente friables, miden de 2 a 12 cm.
- **Toba andesítica;** De color beis a verde, hipocrystalina, de dureza delicada a media, fanerítica fina a media. No se han registrado afloramientos en superficie, salvo en sondeos de piedras preciosas.
- **Depósitos cuaternarios;** La cobertura superficial es extremadamente escasa, se han registrado almacenes eluviales, almacenes coluviales y almacenes aluviales.

2.4.2. Evaluación de estabilidad

Los objetivos principales del presente estudio se detallan a continuación:

- Realizar la evaluación de estabilidad y determinar los criterios de falla, tanto del modo tensional debido a esfuerzos (desconfinamiento) como estructural (formación de cuñas y sistemas de fallas).
- Determinar las medidas de control y estabilización del macizo rocoso, tanto en los subniveles, labores de preparación y tajeos, que permita realizar la explotación, de manera segura y controlada, de paneles por el método de taladros largos, minado longitudinal y transversal).
- Definir los criterios para diferenciar la aplicabilidad del minado longitudinal y minado transversal, y los criterios de minado para el caso de cierres de grilla.

2.4.3. Metodología de trabajo

La metodología de trabajo aplicada en la Actualización del Estudio Geomecánico, destinada a la evaluación de métodos de explotación en taladros largos y corte y relleno, abarca las siguientes actividades:

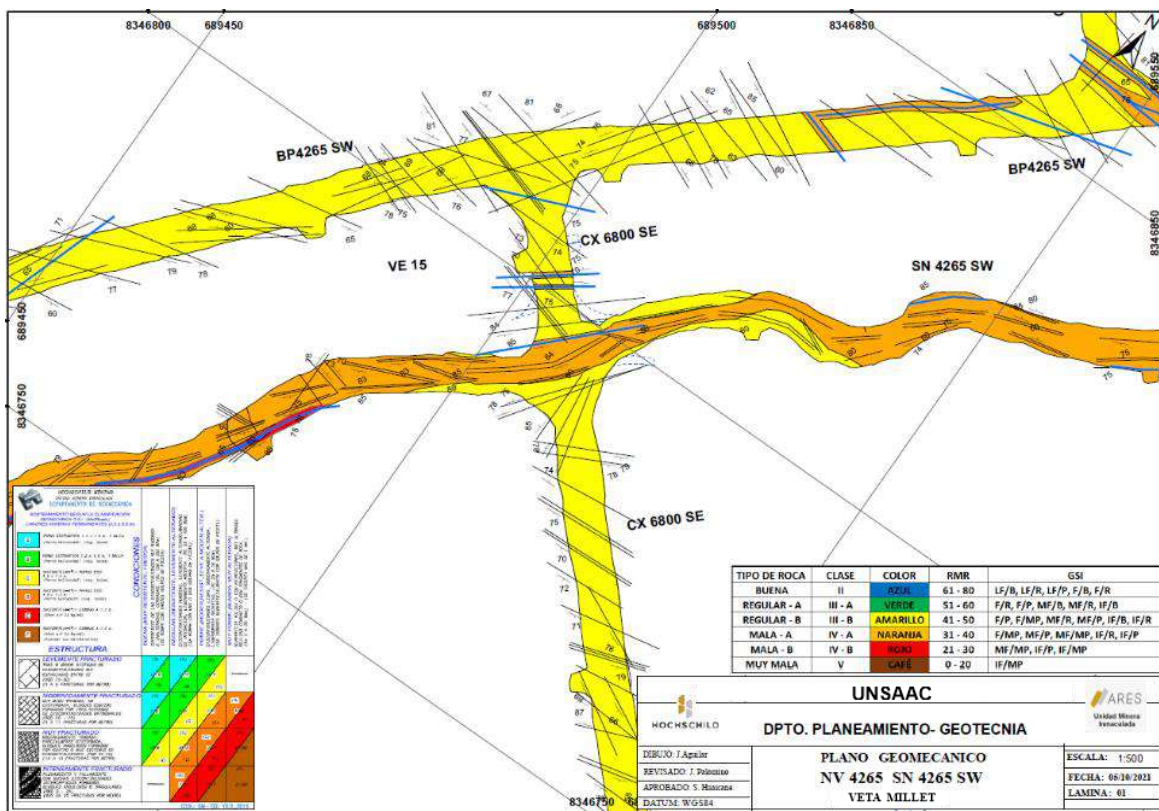
- Revisión de la información existente.

- Mapeo geomecánico de labores (por celdas) según la clasificación geomecánica RMR.
- Mapeo estructural de discontinuidades.
- Determinación de parámetros de discontinuidades (persistencia, espaciamiento, abertura, rugosidad, relleno, alteración y presencia de agua).
- Determinación de las condiciones tenso-deformaciones, estructurales y análisis de numérico para el minado longitudinal y transversal, mediante evaluaciones de estabilidad con los Softwares Phase2 V5.0
- Determinación de las condiciones tenso-deformaciones, estructurales y análisis de numérico para el minado en corte y relleno, mediante evaluaciones de estabilidad con los Softwares Phase2 v8.0 y RS3 v1.0 Software Unwedge v3.0.
- Definición del sistema de sostenimiento de las aberturas generadas, tanto para el minado por taladros largos como para corte y relleno, definiendo el manual de estabilidad para dichas labores y los estándares de sostenimiento respectivo (Chuquicondo, 2021).

2.4.4. Evaluación geomecánica del macizo rocoso

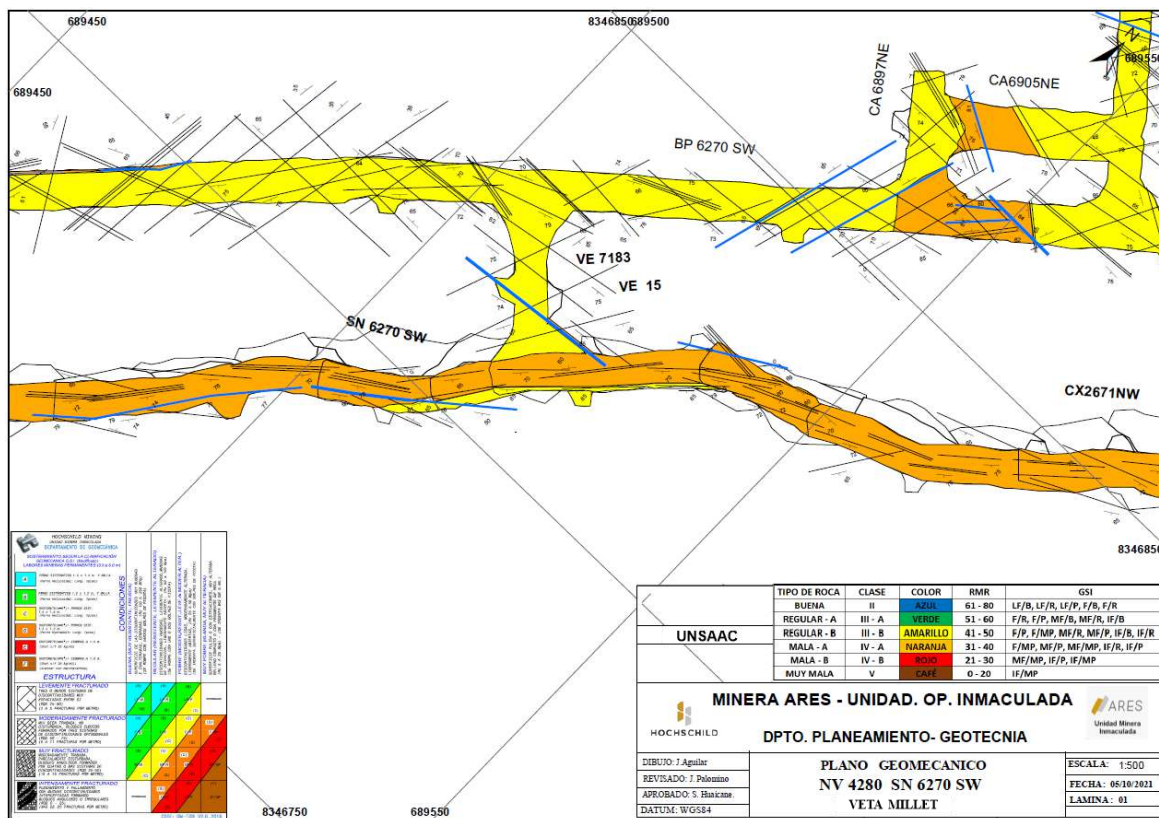
La evaluación geomecánica del macizo rocoso fue realizada en el SN 4265 SW, Nv 4265 y en el SN 6270 SW del Nv 4280 (ver Figura); obteniéndose como sistemas principales de fracturas las siguientes: N130°E/85°SE, N180°E/72°SW y N130°W/70°SE, con un índice Q de 1.10 y un índice RMR de 40 en la estructura mineralizada.

Plano 2: Plano Geomecánico SN 4265, NV 4265



Fuente ; geomecanica Hochschild

Plano 3: Plano Geomecánico SN 6270, NV 4280



Fuente ; geomecanica Hochschild

2.4.5. Dimensionamiento de tajos

2.4.5.1. Método gráfico de estabilidad

La "Estrategia de la Carta de Solidez", creada por Potvin (1988), es un procedimiento utilizado para el dimensionamiento geomecánico de los tajos, que ha demostrado ser un dispositivo razonable para la planificación de los tranvías. La forma actual de la técnica, a la vista del examen de más de 350 casos auténticos recogidos en minas del metro canadiense, considera los elementos fundamentales que afectan al plan de tajo.

Los datos sobre el estado primario y la resistencia de la masa de piedra, las cargas alrededor de la exhumación, el tamaño, la forma y la dirección del desenterramiento, se utilizan para decidir si el tajo será estable sin ayuda, o con ayuda, o inestable incluso con ayuda (Hinostroza, 2019).

En líneas generales, el sistema de planificación/estimación, aplicando esta técnica, depende del cálculo de dos elementos:

- Número de estabilidad alterado (N'), que se refiere a la capacidad de la masa pétreo de permanecer estable bajo una determinada condición de presión.
- Alcance impulsado por el agua o factor de forma (S), que considera el tamaño y el estado de la fosa.

El número de estabilidad N' se define como: $N' = Q \times A \times B \times C$

El hidráulico S, para la superficie del tajeo bajo consideración, es calculado de la siguiente forma:

$$S = \frac{\text{Área de la sección transversal de la superficie analizada}}{\text{Perímetro de la superficie analizada}}$$

Mediante la aplicación del "Gráfico de Estabilidad", se puede estimar la estabilidad de la excavación para las dimensiones y orientación dadas, utilizando como información de entrada el Número de estabilidad N' y el Radio hidráulico S.

Factor A: Factor de esfuerzo en la roca, generalmente, en yacimientos no profundos (menores a 500 m de encampane) este valor es considerado como 1.0; de igual manera, se presenta la siguiente figura donde se determina el factor A a partir de la razón de UCS y el máximo esfuerzo inducido.

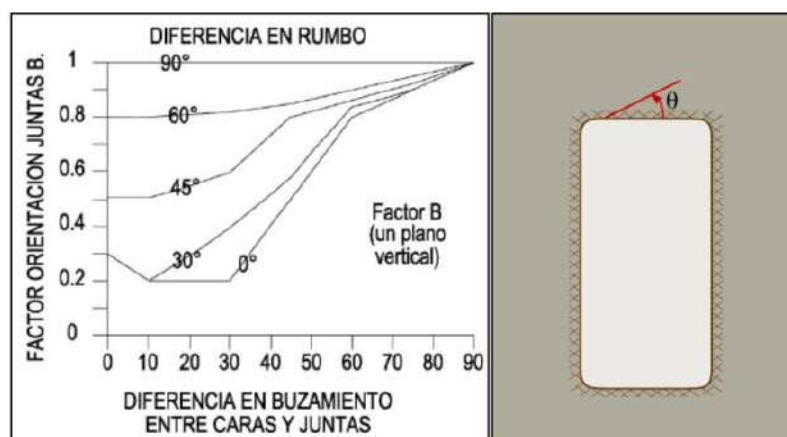
Figura N° 2 Factor A de esfuerzo en la roca



Fuente : (Potvin, 1998)

Factor B: Factor de ajuste por orientación de fracturas, según los mapeos, para el caso del minado longitudinal, donde la familia principal es paralela al rumbo de la excavación (diferencia entre 0° y 30°), el factor B presenta un valor de 0.3; mientras que para el caso del minado transversal, donde la familia principal es transversal al rumbo de la excavación (diferencia $>60^\circ$), el factor B presenta un valor de 0.8.

Figura N° 3 Factor B de orientación de estructuras



Fuente : (Potvin, 1998)

Factor C: Es una medida de la influencia gravitatoria sobre la estabilidad de las superficies e excavación a ser consideradas. Dado que los buzamientos de los tajeos, tanto longitudinal como transversal, varían principalmente entre 60° y 70° , obteniéndose como resultado que dicho factor varía entre 5 y 6.

Figura N° 4 Factor C de ajuste gravitatorio



Fuente : (Potvin, 1998)

Q de barton Asimismo, cabe señalar que mediante los mapeos se obtiene el índice RMR, el cual es utilizado para estimar el valor del índice Q de Barton mediante la siguiente relación:

$$RMR = 9 * \ln Q + 44$$

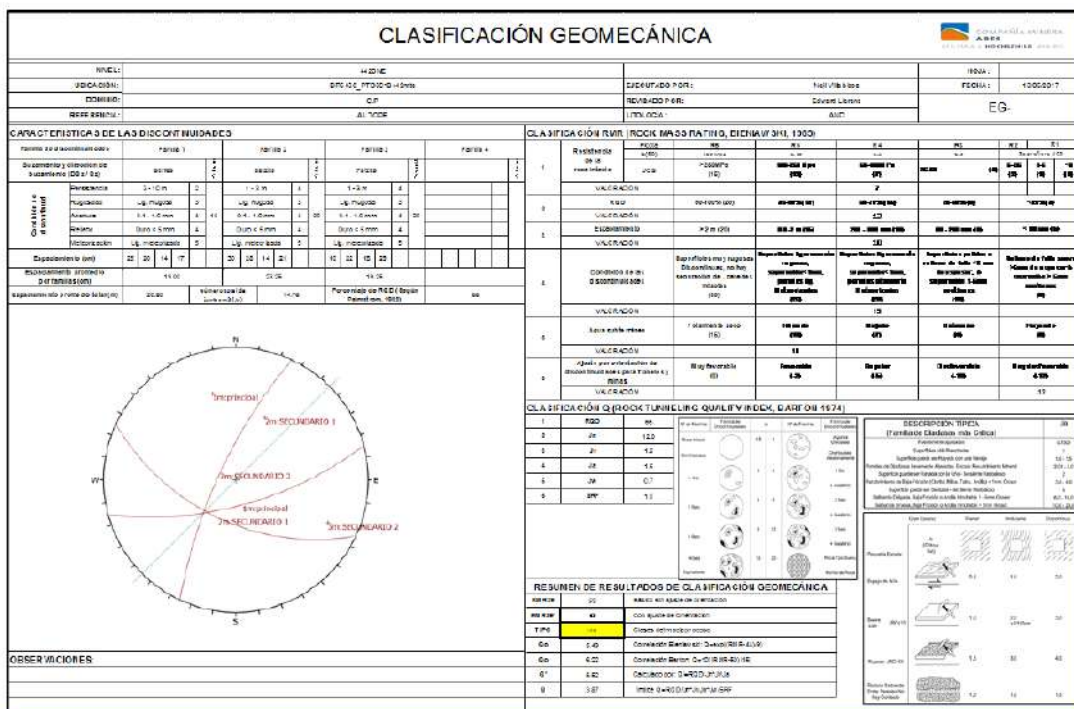
2.4.6. Consideraciones Geomecánicas

Entre los Nv 4375 y Nv 4300, el macizo rocoso tiene una composición predominantemente andesítica con ramales de cuarzo. Así, presenta un nivel de rotura moderado con valores de RQD normales del 56% para la caja del techo, del 74% para el cerramiento del suelo y la zona mineralizada está extremadamente rota con valores de RQD por debajo de la mitad.

Según la clasificación RMR, los subniveles se encuentran orientados en forma paralela a la dirección de las estructuras principales, obteniéndose una valoración promedio de 44, condicionada por el factor de corrección por orientación cuyo valor es equivalente a -12.

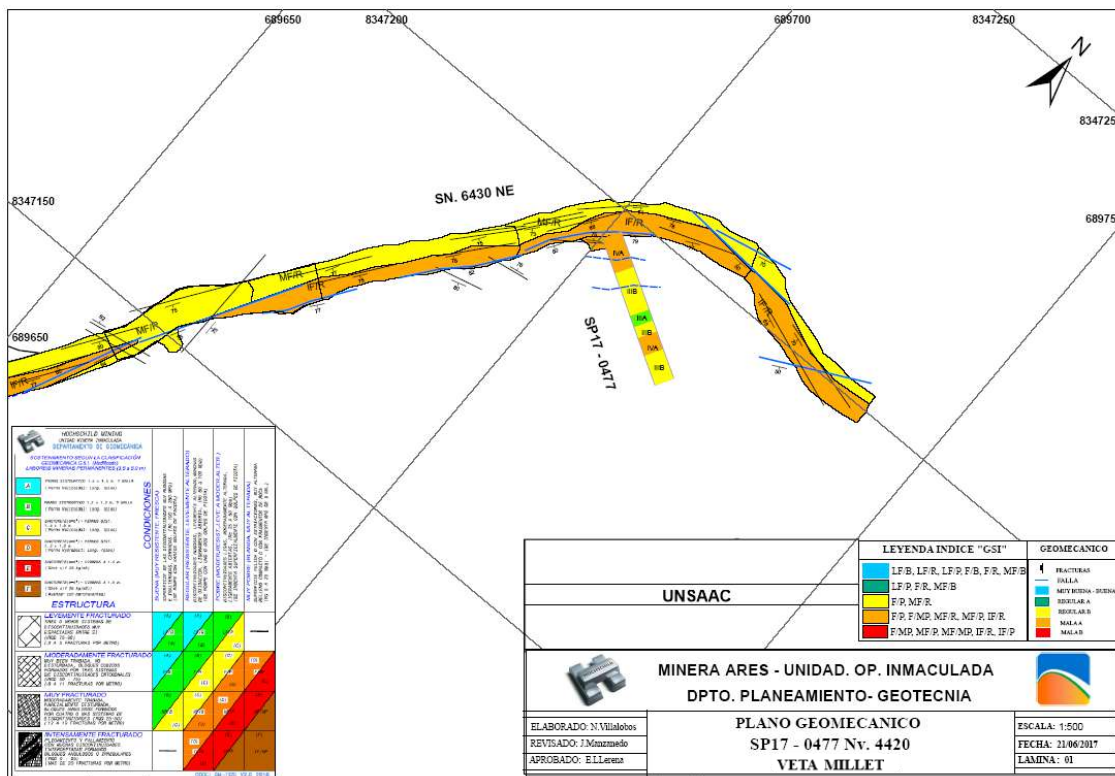
Se puede observar en el mapeo del SN 6430NE del Nv 4420, según la estación de mapeo geomecánico, se tienen 3 familias de fracturas, de las cuales dos de ellas son paralelas al rumbo de la excavación. En el plano geomecánico, se puede observar la interpretación de logeo, el cual tiene mayor información de la zona mineralizada y caja techo.

Figura N° 5 Mapeo de celda del SN 6430 NE - Nv 4420, con un RMR de 44



Fuente ; geomecanica Hochschild

Plano 4: Plano Geomecánico e interpretación de logueo geomecánico

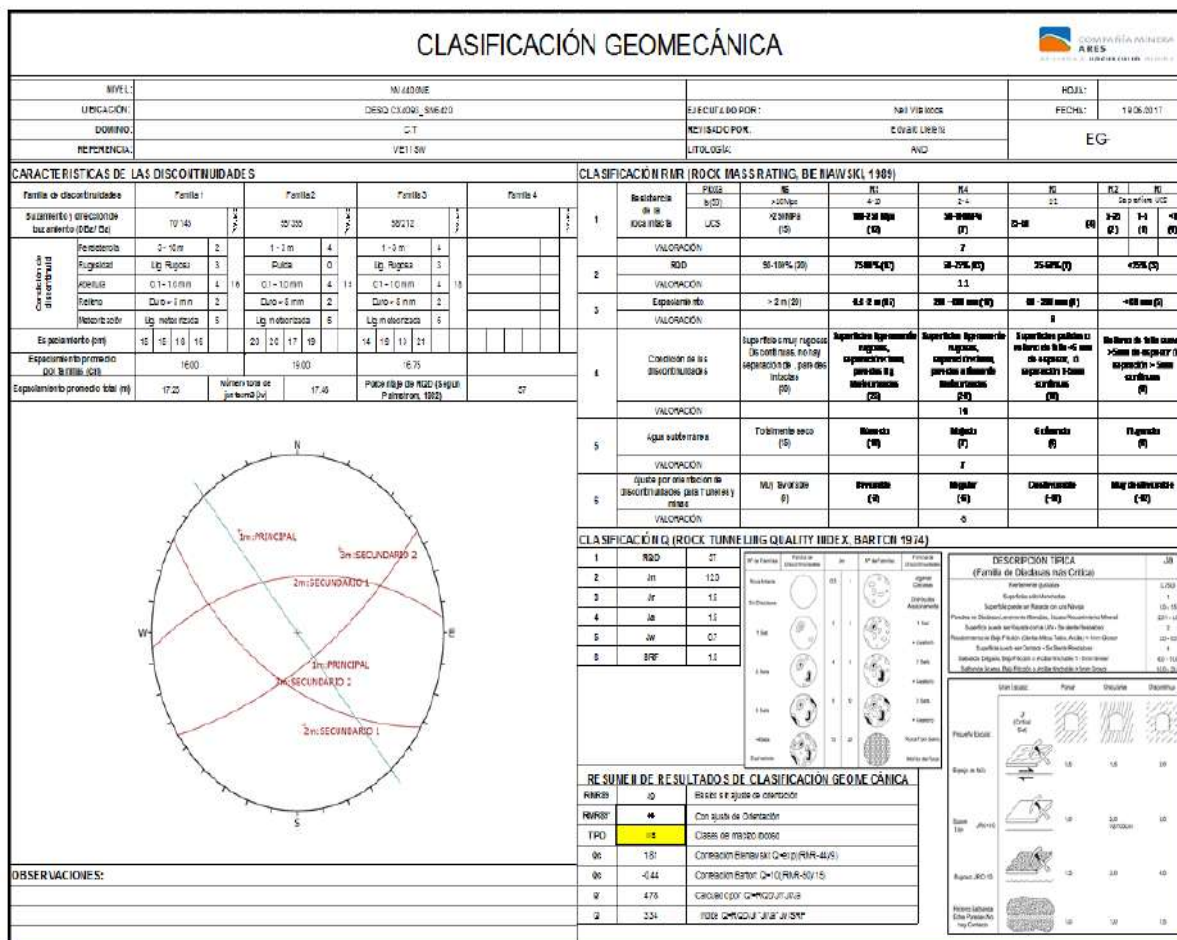


Fuente ; geomecanica Hochschild

Para la excavación de labores que cruzan en forma perpendicular a la estructura, como es el caso de los cruceros transversales, el valor del índice RMR aumenta significativamente, debido a que presenta un valor de corrección por orientación igual a -2, por lo que se puede obtener un índice RMR de 53 en zonas de roca competente, correspondiente a una roca Tipo IIIB según Bieniawski.

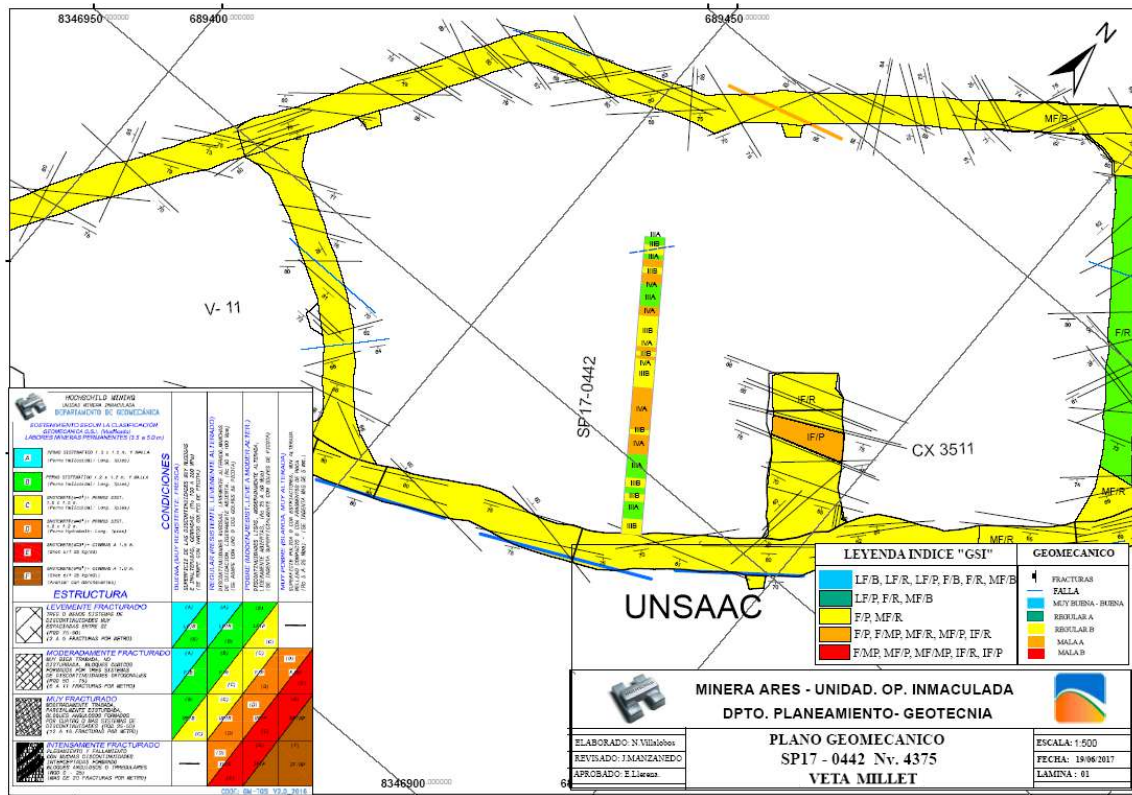
De acuerdo al mapeo geomecánica, se ha determinado el grado de fracturamiento y la orientación de los sistemas principales de fracturas, los cuales son los siguientes: N 78°E/42°SE, N68°E/46NW y N56°E/50°NE, asimismo, la orientación promedio de los cruceros trasversales es de S40°E.

Figura N° 6 Mapeo de celda del SN 6430 - Nv 4400, con un RMR de 53



Fuente ; geomecanica Hochschild

Plano 5: Plano Geomecánico e interpretación de logueo geomecánico del SN 6375 NE – Nv 4375



Fuente ; geomecanica Hochschule

2.4.7. Dimensionamiento de tajeos

Para el caso del minado por taladros largos longitudinal, se tienen los siguientes parámetros:

Minado Longitudinal – Roca III B

Considerando la roca encajonante (caja techo) con un RMR promedio de 45, se obtiene un índice Q' aproximado de 1.1. Para este caso, se muestra el dimensionamiento del minado, considerando el caso de longitud estable sin sostenimiento de las cajas y con sostenimiento de las cajas.

Para el análisis de este caso, se obtienen los siguientes resultados:

- Número de estabilidad promedio de 1.90.
- Altura de minado promedio de 20 m.
- Radio hidráulico estable (sin sostenimiento) igual a 3.4.
- Longitud de minado estable mínima de 10 m (sin sostenimiento de las cajas).
- Radio hidráulico estable (con sostenimiento) igual a 5.0.

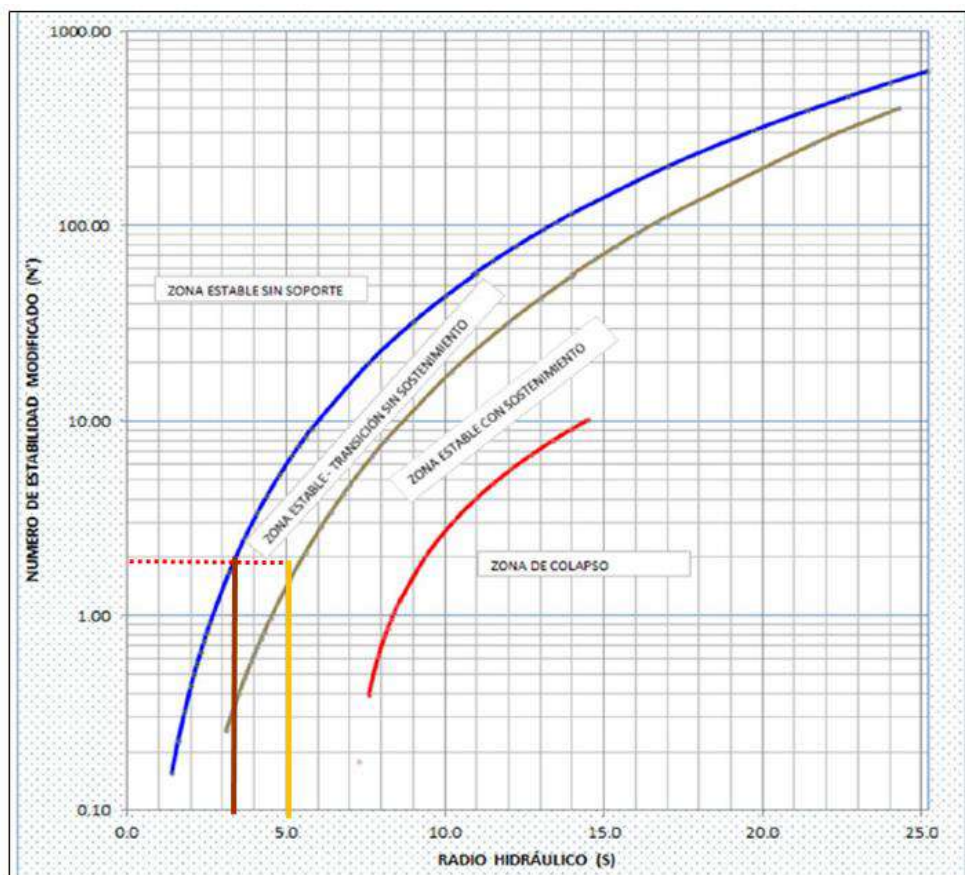
- Longitud de minado estable mínima de 20 m (con sostenimiento de las cajas).

Figura N° 7 Evaluación de dimensionamiento para minado longitudinal en roca tipo IIIB

MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD C.TECHO			
Datos de Entrada			
PROFUNDIDAD	380	σ_c	100
DENSIDAD	2.6	σ_1	9.9
RQD	55	Jr	1
Jn	12	Ja	4
BuzOre	65.00		
Alt Tajo	18.0		
Numero de Estabilidad (N')			
Q'	1.1		
A	1.0	Cond.Esfuerzos	
B	0.3	Orientación de Estructuras	
C	5.5	Comp.Gravitacional	
N'	1.9		
S	Altura de Minado	Longitud Estable	
3.4	20	10	
5.0	20	20	

Fuente: planeamiento Hochschild

Figura N° 8 Método gráfico de estabilidad modificado para minado en roca tipo IIIB



Fuente: planeamiento Hochschild

Minado Longitudinal – Roca IVA

Considerando la roca encajonante (caja techo) con un RMR promedio de 35-40, se obtiene un índice Q' aproximado de 0.65. Para este caso, se muestra el dimensionamiento del minado, considerando el caso de longitud estable sin sostenimiento de las cajas y con sostenimiento de las cajas.

Para el análisis de este caso, se obtienen los siguientes resultados:

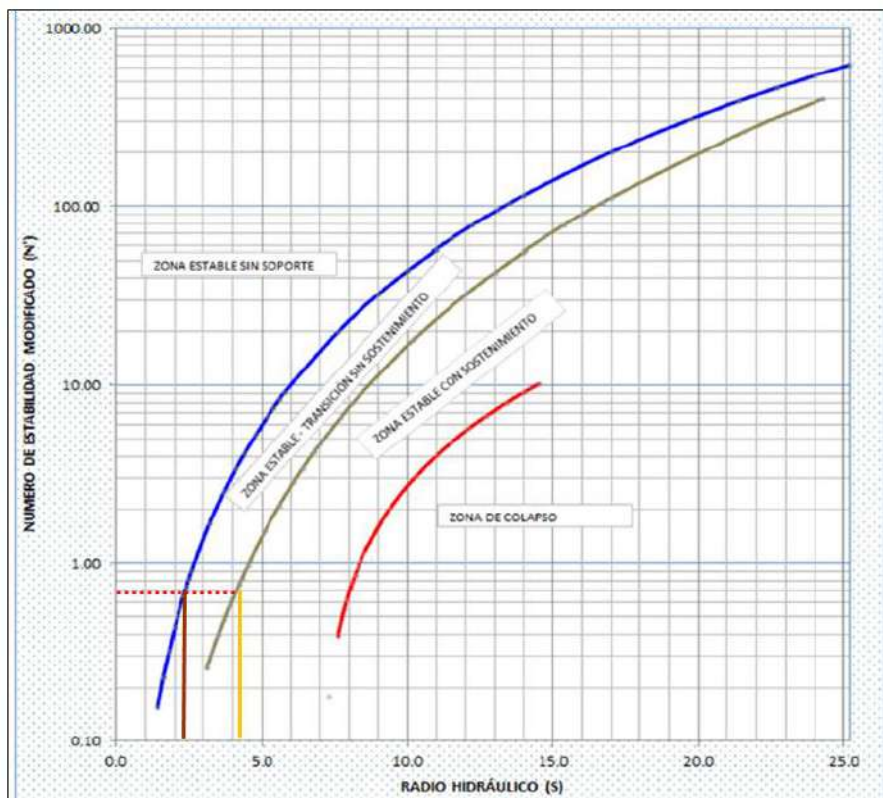
- Número de estabilidad promedio de 0.60.
- Altura de minado promedio de 20 m.
- Radio hidráulico estable (sin sostenimiento) igual 2.6.
- Longitud de minado estable mínima de 7 m (sin sostenimiento de las cajas).
- Radio hidráulico estable (con sostenimiento) igual a 4.3.
- Longitud de minado estable mínima de 15 m (con sostenimiento de las cajas).

Figura N° 9 Evaluación de dimensionamiento para minado longitudinal en roca tipo IVA

MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD C.TECHO			
Datos de Entrada			
PROFUNDIDAD	380	σ_c	60
DENSIDAD	2.6	σ_1	9.9
RQD	35	Jr	1
Jn	12	Ja	4.5
BuzOre	65.00		
Alt Tajo	18.0		
Numero de Estabilidad (N')			
Q'	0.65		
A	0.6	Cond.Esfuerzos	
B	0.3	Orientación de Estructuras	
C	5.5	Comp.Gravitacional	
N'	0.6		
S	Altura de Minado	Longitud Estable	
2.6	20	7	
4.3	20	15	

Fuente: planeamiento Hochschild

Figura N° 10 Método gráfico de estabilidad modificado para minado longitudinal en roca tipo IVA



Fuente: planeamiento Hochschild

Minado Transversal – Roca III B

Considerando la roca encajonante (caja techo) con un RMR promedio de 45, se obtiene un índice Q' aproximado de 1.1. Para este caso, se muestra el dimensionamiento del minado, considerando el caso de longitud estable sin sostenimiento de las cajas y con sostenimiento de las cajas.

Para el análisis de este caso, se obtienen los siguientes resultados:

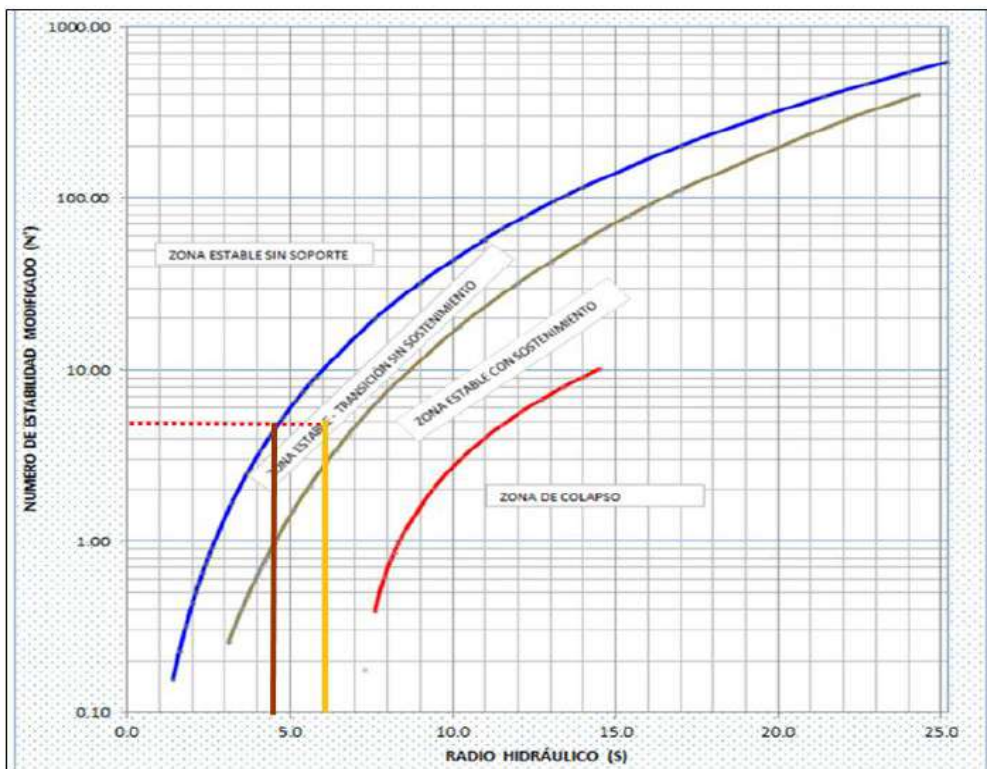
- Número de estabilidad promedio de 5.0.
- Altura de minado promedio de 20 m.
- Radio hidráulico estable (sin sostenimiento) igual a 4.5.
- Longitud de minado estable mínima de 16 m (sin sostenimiento de las cajas).
- Radio hidráulico estable (con sostenimiento) igual a 6.0.
- Longitud de minado estable mínima de 30 m (con sostenimiento de las cajas).

Figura N° 11 Evaluación de dimensionamiento para minado transversal en roca tipo IIIB

MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD C.TECHO			
Datos de Entrada			
PROFUNDIDAD	380	σ_c	100
DENSIDAD	2.6	σ_1	9.9
RQD	55	Jr	1
Jn	12	Ja	4
BuzOre	65.00		
Alt Tajo	18.0		
Numero de Estabilidad (N')			
Q'	1.1		
A	1.0	Cond.Esfuerzos	
B	0.8	Orientación de Estructuras	
C	5.5	Comp.Gravitacional	
N'	5.0		
S	Altura de Minado	Longitud Estable	
4.5	20	16	
6.0	20	30	

Fuente: planeamiento Hochschild

Figura N° 12 gráfico de estabilidad modificado para minado transversal en roca tipo IIIB



Fuente: planeamiento Hochschild

Minado Transversal – Roca IVA

Considerando la roca encajonante (caja techo) con un RMR promedio de 35-40, se obtiene un índice Q' aproximado de 0.65. Para este caso, se muestra el dimensionamiento del minado, considerando el caso de longitud estable sin sostenimiento de las cajas y con sostenimiento de las cajas.

Para el análisis de este caso, se obtienen los siguientes resultados:

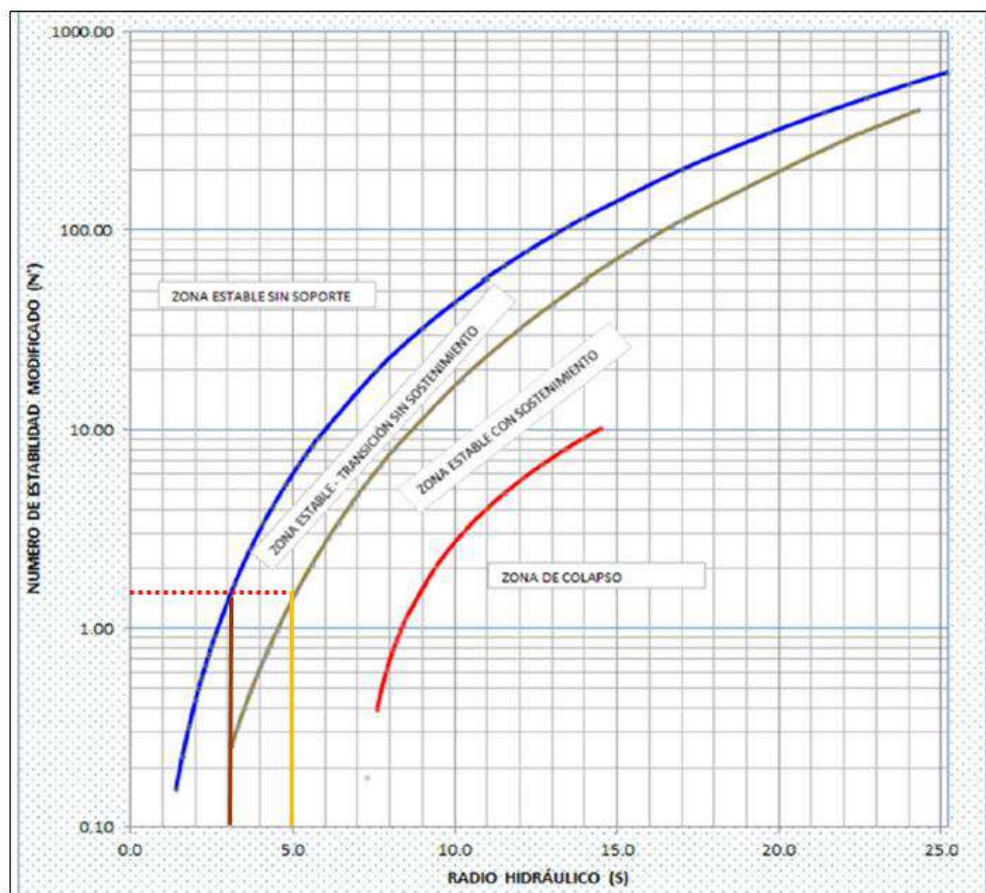
- Número de estabilidad promedio de 0.60.
- Altura de minado promedio de 20 m.
- Radio hidráulico estable (sin sostenimiento) igual 3.1.
- Longitud de minado estable mínima de 9 m (sin sostenimiento de las cajas).
- Radio hidráulico estable (con sostenimiento) igual a 5.0
- Longitud de minado estable mínima de 20 m (con sostenimiento de las cajas).

Figura N° 13 Evaluación de dimensionamiento para minado transversal en roca tipo IVA

MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD C.TECHO			
Datos de Entrada			
PROFUNDIDAD	380	σ_c	60
DENSIDAD	2.6	σ_1	9.9
RQD	35	Jr	1
Jn	12	Ja	4.5
BuzOre	65.00		
Alt Tajo	18.0		
Numero de Estabilidad (N')			
Q'	0.65		
A	0.6	Cond.Esfuerzos	
B	0.8	Orientación de Estructuras	
C	5.5	Comp.Gravitacional	
N'	1.6		
S	Altura de Minado	Longitud Estable	
3.1	20	9	
5.0	20	20	

Fuente: planeamiento Hochschild

Figura N° 14 Evaluación de dimensionamiento para minado transversal en roca tipo IVA



Fuente: planeamiento Hochschild

Tabla N° 3 Resumen del dimensionamiento de minado para taladros largos

Minado	Tipo de roca	Longitud de minado estable (sin sostenimiento de las cajas)	Longitud de minado estable (con sostenimiento de las cajas)
Longitudinal	III B	10	20
	IV A	7	15
Transversal	III B	16	30
	IV A	9	20

Fuente: planeamiento Hochschild

Para definir las longitudes de minado por método de talaros largos, de forma longitudinal y transversal, cabe señalar que está definido que para ORE con una potencias hasta los 10 m se ejecutará el minado longitudinal, mientras que para potencias de ORE mayor a 10 m se realizará el minado transversal.

Analizando los resultados, se observa que para el **minado longitudinal** se tienen como **longitudes de minado estables, sin sostenimiento de las cajas**, 7 m para roca tipo IVA y 10 m para roca tipo IIIB; mientras que las **longitudes de minado estables, con sostenimiento de las cajas**, 15 m para roca tipo IVA y 20 m para roca tipo IIIB.

En base a estos resultados, se determina que la longitud máxima estable para el minado longitudinal es de 15 m, para un tajo con roca tipo IVA y sosteniendo las cajas (implementación de cable bolting según evaluación geomecánica).

Mientras que para el **minado transversal** se tienen como **longitudes de minado estables, sin sostenimiento de las cajas**, 9 m para roca tipo IVA y 16 m para roca tipo IIIB; mientras que las **longitudes de minado estables, con sostenimiento de las cajas**, 20 m para roca tipo IVA y 30 m para roca tipo IIIB.

En base a estos resultados, se determina que la longitud máxima estable para el minado transversal es de hasta 20 m (a lo largo del eje de la veta), para un tajo con roca tipo IVA y sosteniendo las cajas (implementación de cable bolting según evaluación geomecánica).

2.4.8. Determinación de mecanismos de falla

Mecanismo de falla por Estructura en Tajo Longitudinal

El presente análisis se ejecutó en secciones para ore (anchos de mineral) máximo de 10.0 m con una orientación de subnivel de N45°E (paralelo a la estructura - Ore). Para ello, se considera ángulo de fricción promedio de 30° y cohesión de 20 t/m2 correspondiente a un índice RMR89 de 40 en promedio. Asimismo, se tomaron en cuenta las orientaciones de los sistemas de fracturas principales y la evaluación respectiva se realizó utilizando el software Unwedge v3.0.

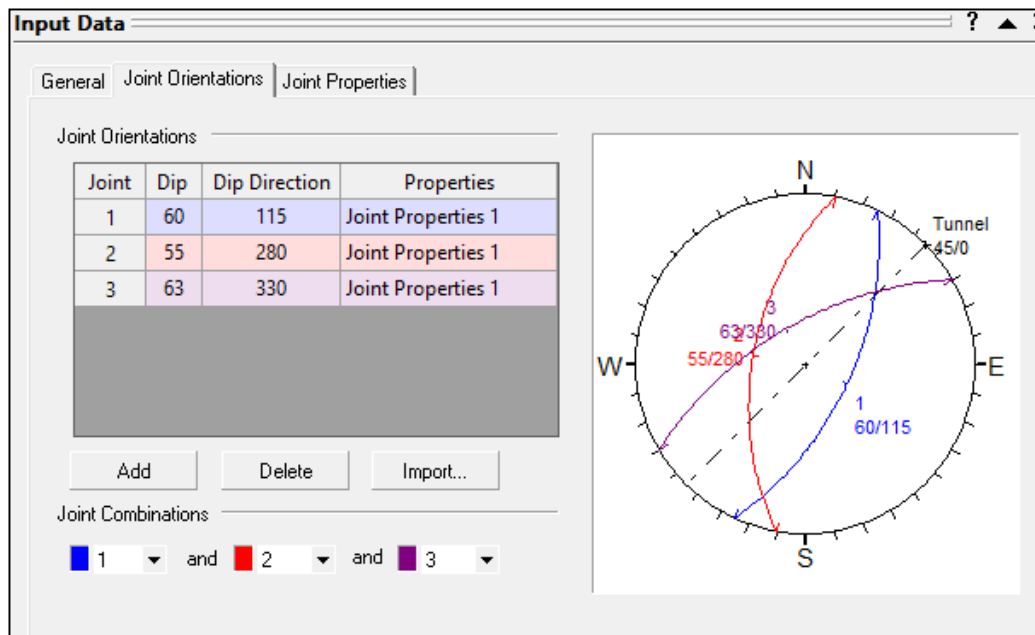
Figura N° 15 Cuadro Input data

The screenshot shows the 'Input Data' window with the following details:

- General** | **Joint Orientations** | **Joint Properties**
- Joint Properties 1** (List)
- Shear Strength**
 - Model: Mohr-Coulomb $\tau = c' + \sigma'_n \tan \phi'$
 - Phi: 35 °
 - Cohesion: 20 t/m2
 - Tensile Strength: 0 t/m2
- Water Pressure**
 - Constant: 0 t/m2
 - Elevation: 0 m
 - Zero pressure on boundary
- Joint Structure**
 - Waviness: 0 °
 - = [average angle] - [minimum angle]
- NOTE: Elevation option should only be used for horizontal tunnels (ie. with plunge = zero)
- Buttons: Add..., Delete, Rename

Fuente: planeamiento Hochschild

Figura N° 16 Estereograma resultado del mapeo estructural de las zonas de Sub Niveles con anchos máximos a 10m en tajos longitudinales

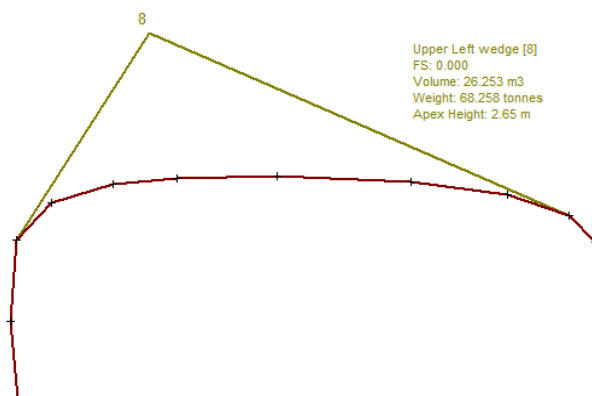


Fuente: planeamiento Hochschild

Evaluación de cuñas en aberturas máximas de 10 m para minado longitudinal

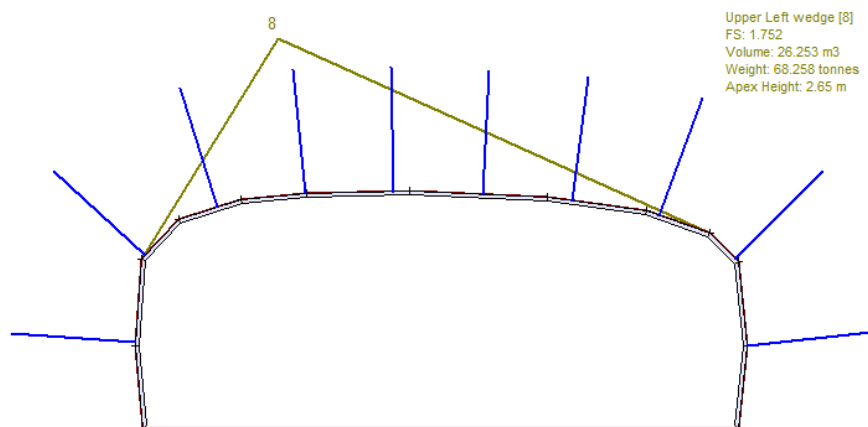
Al realizar la evaluación de cuñas, se puede observar que, para una abertura máxima de 10 m en tajos longitudinales, se tiene una cuña en la corona con una ápex máximo de 2.65 m. Para garantizar la estabilidad de la labor, se recomienda sostener con una capa de shotcrete de 2 pulgadas de espesor y empernado sistemático con hydrabolt de 7 pies espaciados 1.5x1.5, con lo cual se obtiene un FS de 1.75.

Figura N° 17 Vista de la formación de cuñas en un tajo longitudinal con ancho máximo de 10 m



Fuente: planeamiento Hochschild

Figura N° 18 Sostenimiento de la cuña formada en la corona con un FS de 1.75



Fuente: planeamiento Hochschild

Minado por taladros largos para cierre de grilla

Consideraciones y especificaciones

La explotación de minado de cierre de grilla consiste en el último proceso de minado de taladros largos de los paneles secundarios que al realizar la perforación, voladura y limpieza se tiene la condición de las dos caras expuestas de relleno cementado o pasta de nivel a nivel.

A continuación se detallan las especificaciones para el minado de cierre de grilla:

- La labor a explotar como cierre de grilla tendrá una previa evaluación geomecánica considerando todo tipo de riegos, el sostenimiento necesario para estabilizar la corona y cajas.
- La longitud de cierre de grilla será variable, con la limitante de ser hasta 20 m de longitud respecto a la orientación del ore, tanto para minado longitudinal como transversal, el cual depende de la evaluación geomecánica que garantice la estabilidad del tajo en toda la longitud expuesta utilizando elementos de sostenimiento adecuados.
- El diseño de malla del panel a explotar como cierre de grilla se decidirá conjuntamente con el área de mina y geotecnia después de la evaluación geomecánica. La recomendación de la orientación de perforación del tajeo, positivo o negativo, será determinado a partir de las condiciones geomecánicas y geométricas y será validada por la evaluación de estabilidad del tajeo.
- En las diferentes etapas (perforación, voladura, limpieza y relleno) la labor deberá contar con todos los controles de sostenimiento.

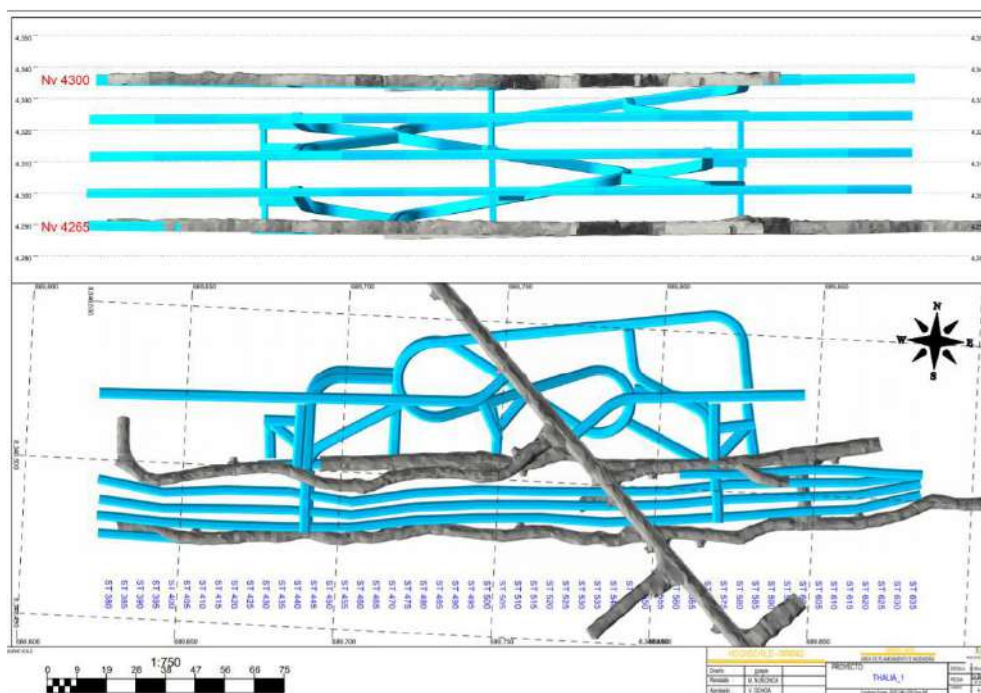
- las dimensiones del tajo de 15.0 m está dentro del mínimo de explotación.

Minado por taladros largos vetas angostas

a) Desarrollo del trabajo

Para realizar el retrato geomecánico y la estimación del macizo pétreo, se utilizaron caracterizaciones geomecánicas a la luz del RMR 89 de Bieniaswky, el GSI de Hoek y el Marco Q de Barton, de igual manera, se realizaron registros, planeamiento geomecánico y traslaciones geotécnicas entre los niveles 4265 y 4300 (Huamán, 2018).

Figura N° 19 Vista isométrica veta Millet



Fuente ; geomecanica Hochschule

b) Resumen del cálculo por el método grafico de estabilidad:

- Se realizan cuatro segmentos delegados desde los niveles 4265 - 4300, según lo indicado por los espacios subyacentes de la masa pétreo y se continúa elaborando la Técnica del Diagrama de Resistencia (N'), el Span Hidráulico (RH) y la tasa de debilitamiento ELOS.
- Los resultados adquiridos demuestran que para asientos mineros de 10m de nivel, las longitudes según la calidad de la piedra y teniendo en cuenta la anchura minera son de 40 y 20m para la región de revisión. Los resultados obtenidos en la caja de la azotea, la caja del suelo y la veta se muestran en las tablas adjuntas. Para a

compreensão das tablas deverá ser considerado o acompanhamento (Cruz e Rapre, 2022).

- o N' Solidez Estrategia Gráfica
 - o RH Vano Conducido por Agua
 - o H Nivel de Asiento (Según Caída Inclínada)
- Las calidades que deben ser consideradas son para las rocas de cobertura, por ejemplo la caja del techo y la caja del piso deben ser de buena consistencia para que no se relajen después de la limpieza del metal. Así, en los segmentos 1, 2 y 3 se puede extraer con una longitud de 40 m y en el segmento 4, se debería extraer una longitud de 20 m, véanse las tablas de abajo.

Tabla N° 4 Tramo 1, Longitud de minado recomendado de 24m

UBICACIÓN	N'	RH	h	Longitud Estable (m)
CAJA TECHO	4.44	4.2	12	28
VETA	4.65	4.5	12	36
CAJA PISO	3.67	4.0	12	24

Fuente: planeamiento Hochschild

Tabla N° 5 Tramo 2, Longitud de minado recomendado de 24m

UBICACIÓN	N'	RH	h	Longitud Estable (m)
CAJA TECHO	4.44	4.40	12.00	33
VETA	2.54	3.80	12.00	21
CAJA PISO	3.20	4.00	12.00	24

Fuente: planeamiento Hochschild

Tabla N° 6 Tramo 3, Longitud de minado recomendado de 24m

UBICACIÓN	N'	RH	h	Longitud Estable (m)
CAJA TECHO	5.25	4.50	12.00	36
VETA	4.36	4.40	12.00	33
CAJA PISO	3.53	4.00	12.00	24

Fuente: planeamiento Hochschild

Tabla N° 7 Tramo 4, Longitud de minado recomendado es de 16m

UBICACIÓN	N'	RH	h	Longitud Estable (m)
CAJA TECHO	4.44	4.40	12.00	33
VETA	2.18	3.50	12.00	17
CAJA PISO	1.92	3.40	12.00	16

Fuente: planeamiento Hochschild

- Para una resistencia básicamente controlada, existen abrumadores entramados de juntas subiguales que van con la mineralización, de vez en cuando estructuran cuñas biplanares que se pueden sostener con hormigón proyectado y pernos en los subniveles y perno de enlace según plano en los asientos abiertos.
- Se ha realizado un cálculo para el aspecto de la longitud de los enlaces, que será de 5m a una separación de 2,5 a 3,0m, y su situación se completará por las zonas donde se requieran.
- El debilitamiento proyectado por ELOS, involucrando el dispositivo matemático para vetas limitadas de Capes (2008), apropiado para este tipo de vetas, extiende un debilitamiento típico para las áreas evaluadas del 16%.
- Con los resultados obtenidos, se proponen las longitudes mineras de acompañamiento (Flores, 2023).

Tabla N° 8 Resumen de longitudes estables

TRAMO	UBICACIÓN	N ¹	RH	h(m)	Longitud Estable (m)
TRAMO 1	CAJA PISO	3.67	4.00	12.00	24
TRAMO 2	VETA	2.54	3.80	12.00	21
TRAMO 3	CAJA PISO	3.53	4.00	12.00	24
TRAMO 4	CAJA PISO	1.92	3.40	12.00	16

Fuente: planeamiento Hochschild

c) Clasificaciones geomecánicas RMR '89 de Bieniawski

La caracterización geomecánica de Bieniawski, comprende el acompañamiento de seis límites utilizados para agrupar una masa pétreo con el marco RMR:

- Resistencia a la compresión uniaxial del material pétreo.
- Asignación de la calidad de la roca (RQD)
- División de irregularidades
- Estado de las discontinuidades
- Estado de las aguas subterráneas

- Dirección de las discontinuidades

En la utilización de este marco de ordenación, la masa de piedra se divide en varios distritos primarios y cada área se ordena de forma independiente. Los bordes de los distritos primarios se corresponden en general con algún elemento subyacente importante, por ejemplo, una deficiencia o un ajuste del tipo de roca. En ocasiones, los grandes cambios en la división o las cualidades de las discontinuidades dentro de un tipo de piedra similar pueden requerir la división de la masa de piedra en varios distritos primarios o espacios más modestos. En la tabla siguiente se muestra una sinopsis del uso del marco RMR.

d) GSI de Hoek

El Archivo de Resistencia del Terreno (GSI) es un registro de representación de la masa pétreo que evalúa la masa pétreo a la luz de dos normas: el diseño topográfico y el estado de la superficie de las juntas. Es generalmente reconocido en el Perú por su usabilidad entre el personal de tareas.

La ficha GSI fue modificada por Vallejo (2002) con el objetivo de involucrar a los primeros cuadros en una aproximación sencilla y directa para ordenar subjetivamente la masa pétreo y sugerir la ayuda necesaria. Debe tenerse en cuenta que la lista GSI se desarrolló inicialmente con la intención de obtener límites para los estándares de decepción, por lo que Vallejo recurre a las equivalencias del GSI con el RMR para sugerir y estimar el apoyo. Las tablas terminan siendo extremadamente funcionales para ser utilizadas exclusivamente por los colegas o trabajadores, sea como sea, se relacionará con el personal particular de la región de geomecánica de cada organización, la transformación particular, así como la evaluación y además la enmienda de su aplicación. La figura adjunta muestra las tablas ajustadas del GSI (Mamani, 2022).

e) Sistema Q de Barton

El marco Q depende de una evaluación matemática de la naturaleza de la masa de piedra utilizando 6 límites únicos:

- RQD
- Número de familias de rotura.
- Dureza de la grieta o intermitencia más ominosa.
- Nivel de modificación o relleno a lo largo de las grietas más vulnerables.
- Corriente de agua

- Condición de tensión

Estos 6 parámetros son agrupados en 3 cocientes para dar la calidad global de la masa rocosa Q como sigue:

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

Donde: RQD = Designación de la calidad de la roca

J_n = Número de familias de fracturas

J_r = Número de rugosidad de las fracturas

J_a = Número de alteración de las fracturas

J_w = Numero de reducción por agua en las fracturas.

SRF = Factor de reducción por esfuerzos

La calidad de la roca puede variar de Q = 0.001 a Q = 1000 sobre una escala logarítmica de calidad del macizo rocoso.

f) Caracterización del Macizo Rocosos

Basado en las clasificaciones geomecánicas aplicadas en la toma de datos de campo para la caracterización del macizo rocoso es que presentamos una tabla resumen acerca de las codificaciones y tipos de roca utilizadas.

Tabla N° 9 Clasificaciones geomecánicas indicando el tipo de roca en el nivel 4300

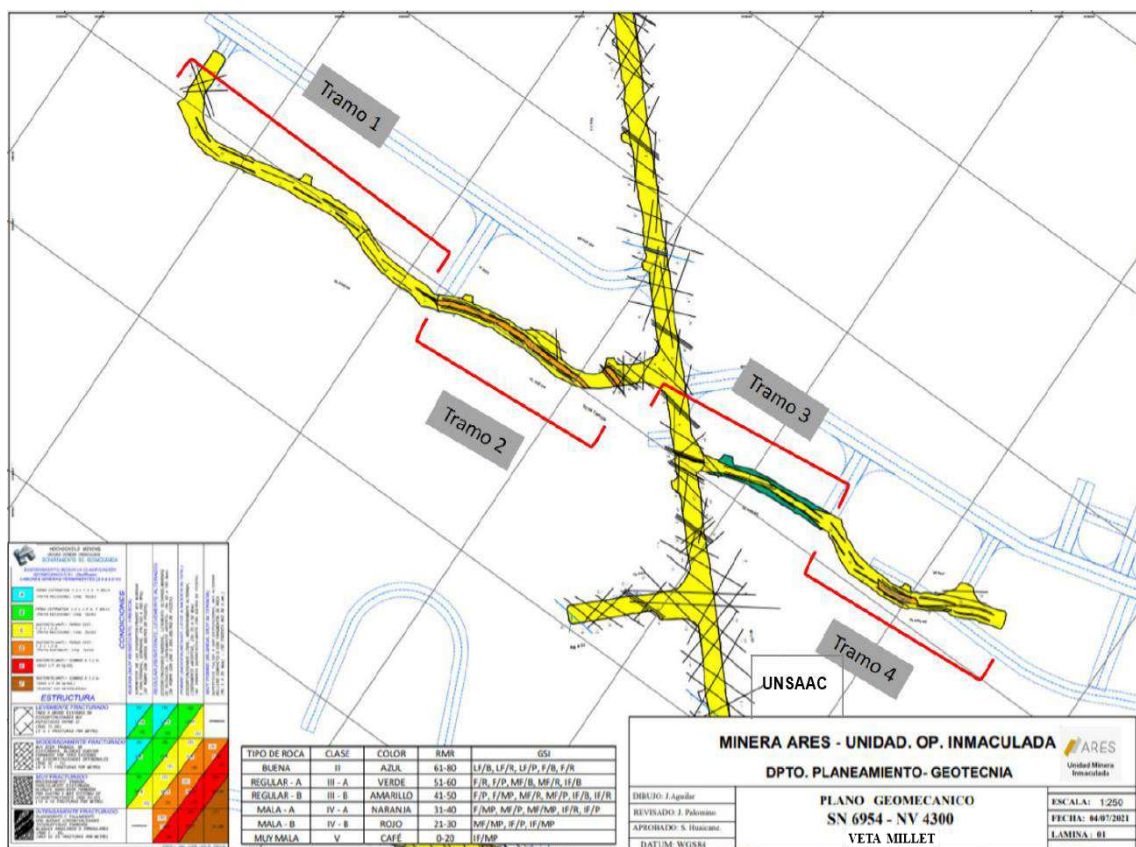
CUADRO DE CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA SISTEMA RMR Y GSI				
TIPO DE ROCA	CLASE	COLOR	RMR	GSI
BUENA	II	AZUL	61 - 80	LF/B, LF/R, LF/P, F/B, F/R
REGULAR - A	III - A	VERDE	51 - 60	F/R, F/P, MF/B, MF/R, IF/B
REGULAR - B	III - B	AMARILLO	41 - 50	F/P, F/MP, MF/R, MF/P, IF/B, IF/R
MALA - A	IV - A	NARANJA	31 - 40	F/MP, MF/P, MF/MP, IF/R, IF/P
MALA - B	IV - B	ROJO	21 - 30	MF/MP, IF/P, IF/MP
MUY MALA	V	CAFÉ	0 - 20	IF/MP

Fuente: geomecanica Hochschild

g) Mapeo geomecánico Nivel 4300

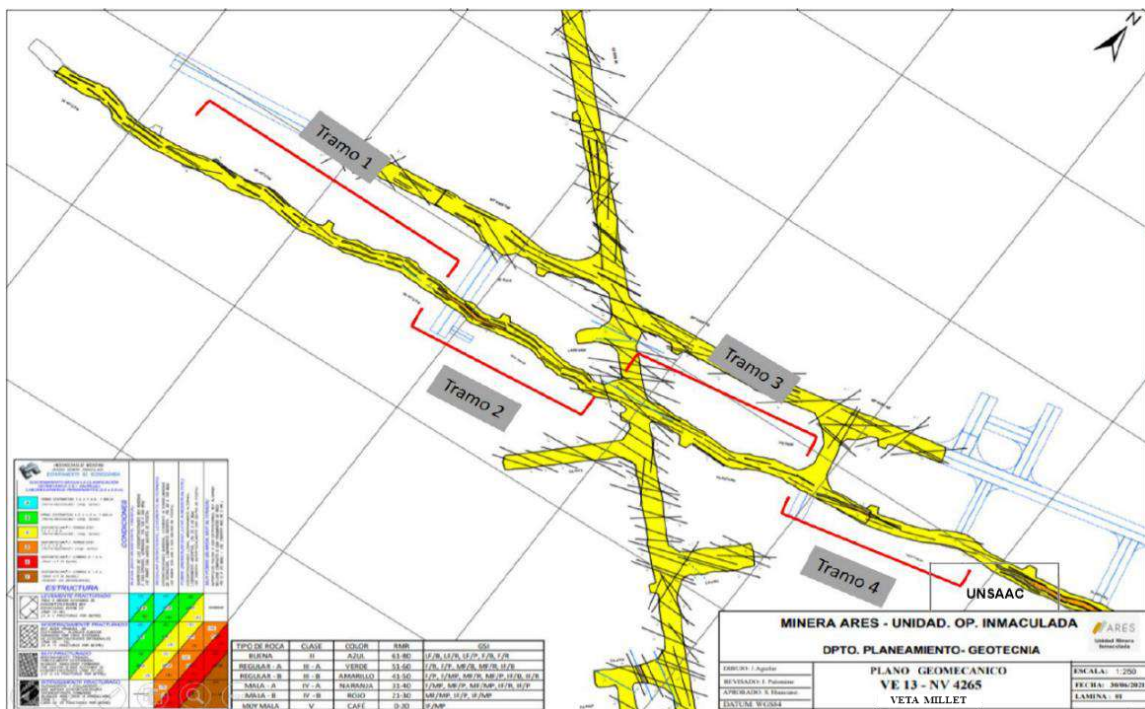
El planeamiento geomecánico primario de Millet se ha realizado en los niveles 4265 y 4300, donde se pueden valorar características de roca tipo III-B entre las rocas encajantes y la estructura mineralizada, así mismo en determinados segmentos existe piedra tipo IV-A para la veta, con dos y tres espacios subyacentes dominantes en una litología andesítica con corriente de basura, ver las figuras adjuntas (Oviedo, 2019).

Figura N° 20 Mapeo Geomecánico del Nivel 4300, Veta Millet



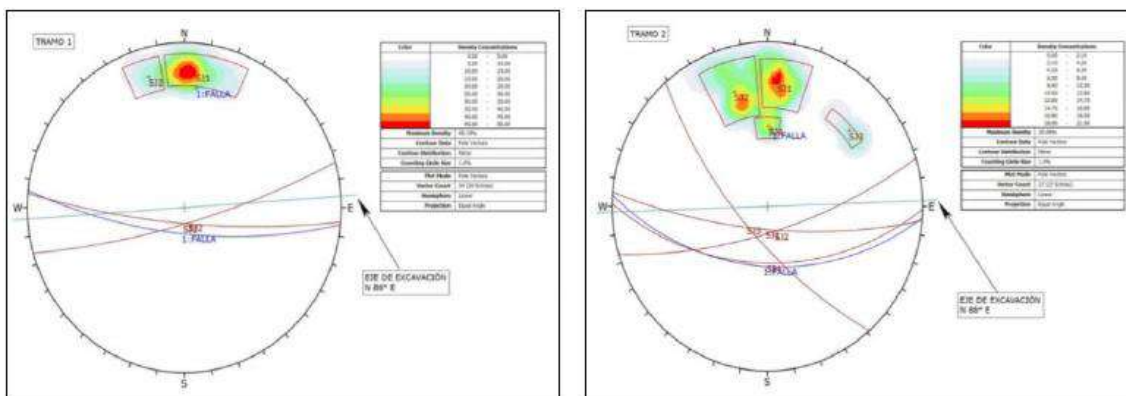
Fuente ; geomecanica Hochschule

Figura N° 21 Mapeo Geomecánico del Nivel 4265, Veta millet



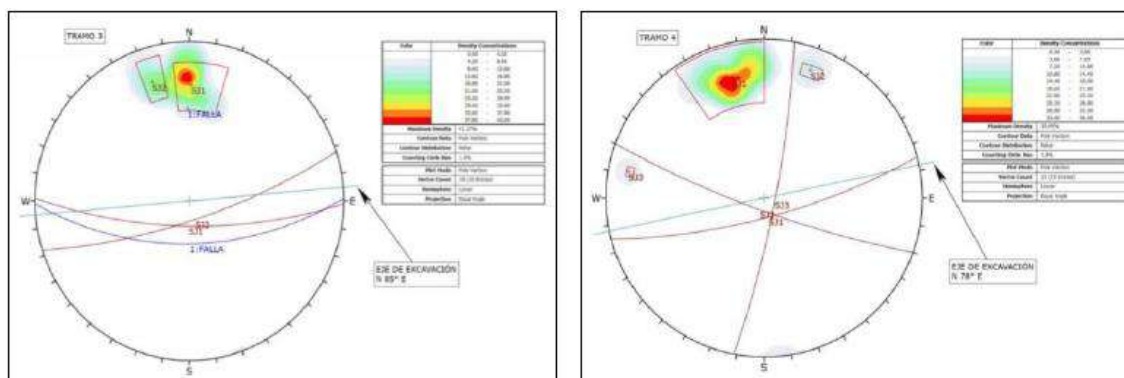
Fuente ; geomecanica Hochschule

Figura N° 22 Proyección estereográfica tramo 1 y 2



Fuente ; geomecanica Hochschild

Figura N° 23 Proyección estereográfica tramo 3 y 4



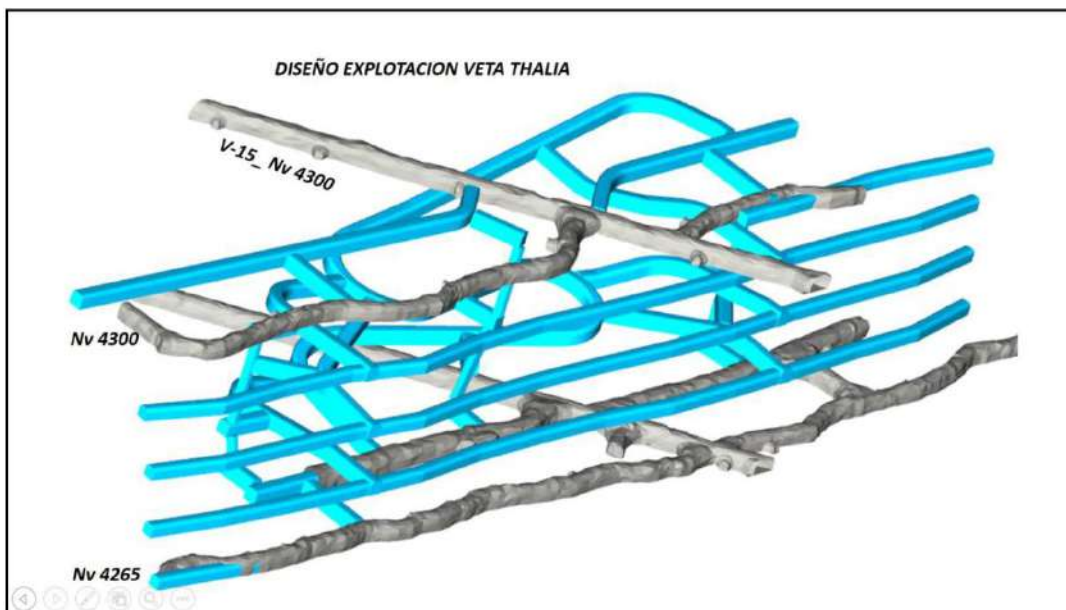
Fuente ; geomecanica Hochschild

Según las proyecciones estereográficas de los segmentos 1, 2, 3 y 4, hay prevalencia de un marco de junta con una deficiencia que va con la mineralización en la caja de techo, así mismo dos marcos de junta opuestos al desarrollo para ciertos quiebres facultativos, no hay presencia de cuñas significativas que pudieran crear temblor a la exhumación.

h) Cálculo del método gráfico de estabilidad

El dimensionamiento de los pozos depende de la revisión realizada en una progresión de casos en minas de metro. Esta estrategia piensa en los factores fundamentales que inciden en el plan estable de los pozos. Para nuestra situación, el filón Millet se evaluó de Nv 4265 a Nv 4300, véase la figura adjunta.

Figura N° 24 Proyecto Veta Millet



Fuente ; geomecanica Hochschild

Se ha pensado en realizar este tipo de examen en cuatro segmentos delegados a lo largo de todo el filón:

- Segmento 1
- Segmento 2
- Segmento 3
- Segmento 4

La estrategia para medir los tajos utilizando la técnica gráfica de solidez depende del cálculo de los límites adjuntos:

i) Procedimiento del calculo

• **Numero de estabilidad N'**

Aborda la reacción de la masa pétreo para mantenerse estable bajo una condición de presión dada, que considera la naturaleza de la masa pétreo comunicada en el archivo Q' modificado el factor de disminución de las tensiones en la piedra, el factor de cambio de dirección de los marcos de irregularidad con respecto a la dirección del cubo de la arqueta, el factor de cambio del impacto de la gravedad en las cuñas del techo y de la pared que estructuran el plano primario de los marcos de rotura con la arqueta.

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

Dónde:

Q: índice de calidad "Q" modificado.

A: Factor de esfuerzo en la roca

B: Factor de ajuste por orientación de discontinuidades.

C: Factor de ajuste gravitacional.

- **Calculo de Q**

El archivo "Q" de la masa pétreo se determina a partir de las secuelas de la planificación geotécnica del terreno actuada en los desenterramientos del tranvía. Para calibrar el valor de la lista "Q" ajustada, con la limitación de que el factor de presión dinámica J_w/SRF se considera equivalente a la solidaridad.

El valor de la lista "Q" para la masa de piedra se evalúa mediante la condición de acompañamiento.

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n} \right) \left(\frac{J_r}{J_a} \right) \left(\frac{J_w}{SRF} \right)$$

Dónde:

RQD: Grado de fracturamiento del macizo rocoso.

J_n : Numero de sistemas de discontinuidades presentes en el macizo rocoso en estudio.

J_r : Numero de rugosidad de las discontinuidades.

J_a : Numero de alteración de las discontinuidades.

J_w : Factor de reducción por presencia de agua en las discontinuidades.

SRF: Factor de reducción por esfuerzos en el macizo rocoso.

Entonces para hallar el Q' se utilizara la siguiente formula:

<p>CALCULO DE Q'</p> <p>$Q'=(RQD/J_n) * (J_r/J_a)$</p>
--

- **Calculo de A**

Esta considera el impacto de ansiedades elevadas que disminuyen la solidez de la masa pétreo. La A no enteramente puesta en piedra de la proporción de la resistencia a la compresión recta de la piedra sin defectos separada por la presión incitada más extrema alineada con la superficie disecada de la pared del hoyo.

- **Calculo de B**

Este dato considera la presencia de discontinuidades con dirección horrible en cuanto a la capa exterior de cualquiera de las esencias de una fosa. Para decidir esto calcule la esencia de una fosa, primero decida la distinción entre el encabezamiento del marco de

irregularidad fundamental que bloquea la cara y el encabezamiento de la sustancia de una fosa similar, con esto caracterizaremos el factor de dirección de intermitencia curva por contraste de encabezamiento. En un momento paso el valor de la distinción de inmersión entre la disposición principal de discontinuidades y la sustancia de la todavía en el aire, que está situado en el pivote par, y mediante la definición de un límite hacia arriba capta el factor de dirección curva obtener el valor de factor de dirección "B" en el cubo hacia arriba.

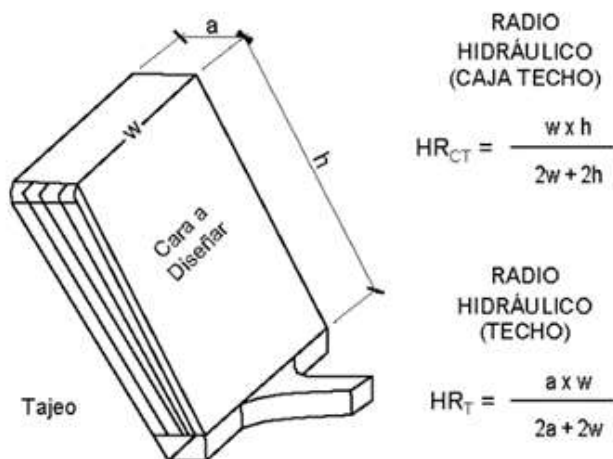
- **Calculo de C**

Este valor tiene en cuenta la dirección de la superficie examinada. Se relega un valor de ocho (8) para el plano vertical de la pared y un valor de dos (2) para los tejados planos. Este elemento refleja la naturaleza innatamente más estable de una pared ascendente cuando se contrasta con una pared plana. El factor C propone que el valor de Q puede ampliarse cuatro (4) veces para un muro ascendente en contraste con un muro de cubierta plana.

- **Radio Hidráulico**

Es la región de superficie separada por el borde de la pared descubierta que se rompe. El alcance impulsado por el agua se incrementa con la expansión de la región superficial de la fosa, y a medida que la estima de barrido impulsada por la presión se expande, la confiabilidad de la fosa disminuirá (Mejia, 2021).

Figura N° 25 Cálculo de Radio hidráulico



Fuente ; geomecanica Hochschild

j) Cálculo del método gráfico de estabilidad para el tramo 1

Para este segmento se tomó información del macizo pétreo con atributos delegados y áreas subyacentes comparativas. Los cálculos numéricos se muestran a continuación.

- Calculo de Q'

Tabla N° 10 Calculo de Q' en el tramo 1

TRAMO 1					
UBICACIÓN	RQD	Jn	Jr	Ja	Q'
CAJA TECHO	70	9	1.0	2.0	3.889
VETA	55	9	1.0	3.0	2.037
CAJA PISO	75	9	1.0	2.0	4.167

Fuente: planeamiento Hochschild

- Calculo de A

Tabla N° 11 Calculo de A, para la CT, Veta y CP

UBICACIÓN	sc (Mpa)	mi	s1	σ_c/σ_1	A
CAJA TECHO	60	20	11.3	5.3	0.48
VETA	60	19	11.3	5.3	0.48
CAJA PISO	65	20	11.3	5.8	0.55

Fuente: planeamiento Hochschild

- Calculo de B

Tabla N° 12 Calculo de B

Longitud del tajeo (mts)	Factor B
CAJA TECHO	0.4
VETA	0.8
CAJA PISO	0.4

Fuente: planeamiento Hochschild

- Calculo de C

Tabla N° 13 Calculo de C, de la sección S-1

Tipo de Caida	Longitud del tajeo (mts)	a (Inclinacion superficie del tajeo)	b (Inclinacion junta critica)	Factor C
Caidas por gravedad o Lajamiento	Caja techo	70.0	-	5.9
	Veta	70.0	-	5.9
Deslizamiento	Caja piso	-	70.0	4.0

Fuente: planeamiento Hochschild

- Calculo de N'

Tabla N° 14 Calculo del número de estabilidad N'

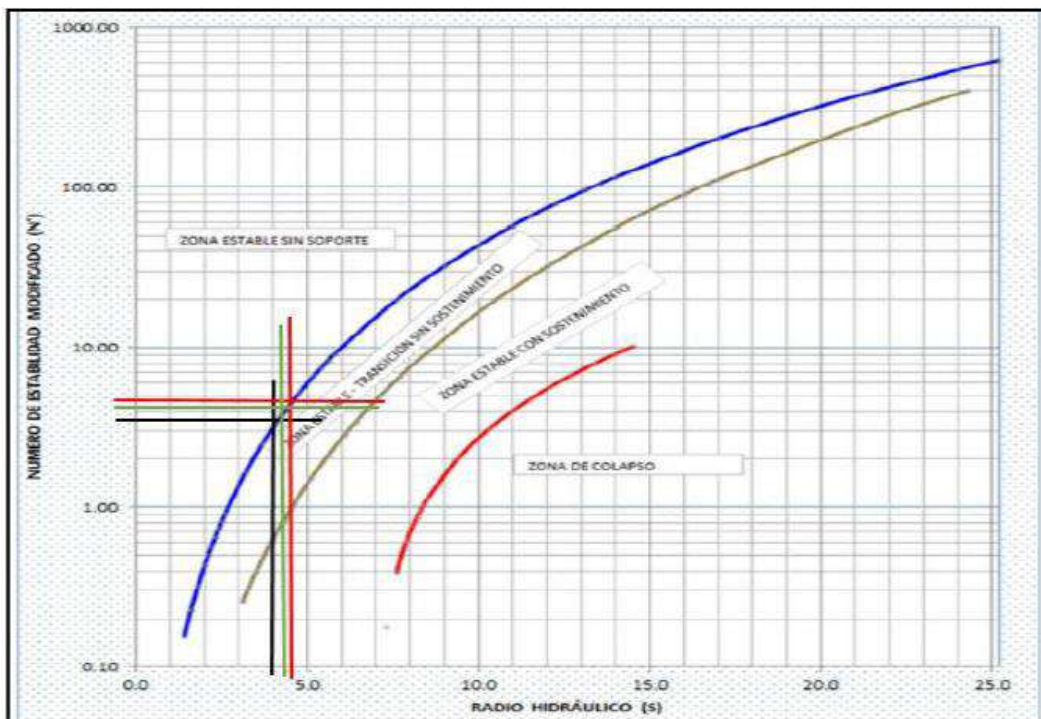
UBICACIÓN	Q'	A	B	C	N'
CAJA TECHO	3.89	0.48	0.40	5.95	4.44
VETA	2.04	0.48	0.80	5.95	4.65
CAJA PISO	4.17	0.55	0.40	4.00	3.67

Fuente: planeamiento Hochschild

- Dimensionando el tajeo para el tramo 1

Dimensionando la fosa por la estrategia gráfica de solidez con los alzados obtenidos de N', hicimos las conexiones con el rango de potencia de agua (RH) en el dispositivo matemático de la técnica gráfica de solidez propuesta por Mathews y posteriormente cambiada por Potvin y Nickson, los resultados se muestran en la figura adjunta.

Figura N° 26 Gráfico de estabilidad modificado (N')



Fuente ; planeamiento Hochschild

Los resultados muestran que para esta zona, teniendo en cuenta un nivel de asiento de 12 m, se puede obtener una longitud de 28 m para la caja del techo, 24 m para la caja del suelo y 36 m para el pliegue. Luego, para hacer el lanzamiento de la fosa, se debe considerar la seguridad de las rocas de encajonamiento, para esta situación la caja de piso es la longitud más breve debido a la naturaleza de la piedra.

TRAMO 1

Tabla N° 15 Resultados del dimensionamiento de tajeo para el tramo 1

UBICACIÓN	N'	RH	h	Longitud Estable (m)
CAJA TECHO	4.44	4.2	12	28
VETA	4.65	4.5	12	36
CAJA PISO	3.67	4.0	12	24

Fuente: planeamiento Hochschild

k) Cálculo del método gráfico de estabilidad para el tramo 2

De igual manera en el tramo 2, se tomaron datos por presentar características representativas y dominios estructurales similares. A continuación, se muestran los cálculos matemáticos.

- Cálculo de Q'

Tabla N° 16 Cálculo de Q' tramo 21

UBICACIÓN	RQD	J_n	J_r	J_a	Q'
CAJA TECHO	70	9	1.0	2.0	3.889
VETA	55	12	1.0	3.0	1.528
CAJA PISO	75	9	1.0	2.0	4.167

Fuente: planeamiento Hochschild

- Cálculo de A

Tabla N° 17 Cálculo de A tramo 2

UBICACIÓN	sc (Mpa)	mi	s1	σ_c/σ_1	A
CAJA TECHO	60	20	11.3	5.3	0.48
VETA	45	19	11.3	4.0	0.35
CAJA PISO	60	20	11.3	5.3	0.48

Fuente: planeamiento Hochschild

- Calculo de B

Tabla N° 18 Calculo de B tramo 2

Longitud del tajeo (mts)	Factor B
CAJA TECHO	0.4
VETA	0.8
CAJA PISO	0.4

Fuente: planeamiento Hochschild

- Calculo de C

Tabla N° 19 Calculo de C tramo 2

Tipo de Caída	Longitud del tajeo (mts)	a (Inclinacion superficie del tajeo)	b (Inclinacion junta critica)	Factor C
Caidas por gravedad o Lajamiento	Caja techo	70.0	-	5.9
	Veta	70.0	-	5.9
Deslizamiento	Caja piso	-	70.0	4.0

Fuente: planeamiento Hochschild

- Calculo de N'

Tabla N° 20 Resultados del N' del tramo 2

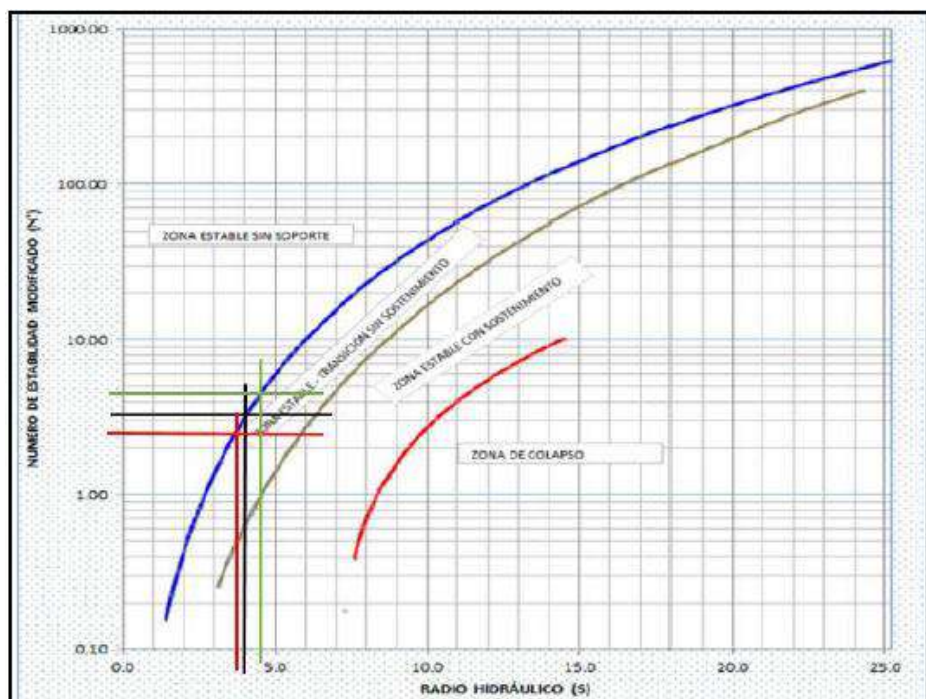
UBICACIÓN	Q'	A	B	C	N'
CAJA TECHO	3.89	0.48	0.40	5.95	4.44
VETA	1.53	0.35	0.80	5.95	2.54
CAJA PISO	4.17	0.48	0.40	4.00	3.20

Fuente: planeamiento Hochschild

- **Dimensionando el tajeo para el tramo 2**

Dimensionando la fosa en el segmento 2, con los altibajos adquiridos del número de fuerza N', hacemos las conexiones con el rango de potencia de agua (RH) en el dispositivo matemático de la estrategia realista.

Figura N° 27 Gráfico de estabilidad modificado (N')



Fuente : geomecanica Hochschild

Los resultados muestran que para esta área, teniendo en cuenta un nivel de asiento de 12m, se puede obtener una longitud de 33m para el cajón de techo; para el cajón de suelo 24m y para la veta 21m, luego para la calidad de la roca se esperan las consecuencias de la veta ya que aborda una menor calidad de roca y esta información debe ser considerada para el lanzamiento de la mina.

TRAMO 2

Tabla N° 21 Resultados del dimensionamiento del tramo 2

UBICACIÓN	N'	RH	h	Longitud Estable (m)
CAJA TECHO	4.44	4.40	12.00	33
VETA	2.54	3.80	12.00	21
CAJA PISO	3.20	4.00	12.00	24

Fuente: planeamiento Hochschild

1) Cálculo del método gráfico de estabilidad para el tramo 3

Las informaciones fueron tomadas en base a que presentan atributos delegados y espacios primarios comparativos, luego las estimaciones numéricas se muestran en las tablas adjuntas.

- Calculo de Q'

Tabla N° 22 Calculo de Q' tramo 3

UBICACIÓN	RQD	Jn	Jr	Ja	Q'
CAJA TECHO	75	9	1.0	2.0	4.167
VETA	55	9	1.0	3.0	2.037
CAJA PISO	75	9	1.0	2.0	4.167

Fuente: planeamiento Hochschild

- Calculo de A

Tabla N° 23 Calculo de A tramo 3

UBICACIÓN	sc (Mpa)	mi	s1	σ_c/σ_l	A
CAJA TECHO	65	20	11.3	5.8	0.53
VETA	60	19	11.3	5.3	0.45
CAJA PISO	65	20	11.3	5.8	0.53

Fuente: planeamiento Hochschild

- Calculo de B

Tabla N° 24 Calculo de B tramo 3

Longitud del tajeo (mts)	Factor B
CAJA TECHO	0.4
VETA	0.8
CAJA PISO	0.4

Fuente: planeamiento Hochschild

- Calculo de C

Tabla N° 25 Calculo de C tramo 3

Tipo de Caída	Longitud del tajeo (mts)	a (Inclinacion superficie del tajeo)	b (Inclinacion junta critica)	Factor C
Caidas por gravedad o Lajamiento	Caja techo	70.0	-	5.9
	Veta	70.0	-	5.9
Deslizamiento	Caja piso	-	70.0	4.0

Fuente: planeamiento Hochschild

- Calculo de N'

Tabla N° 26 Calculo de N' tramo 3

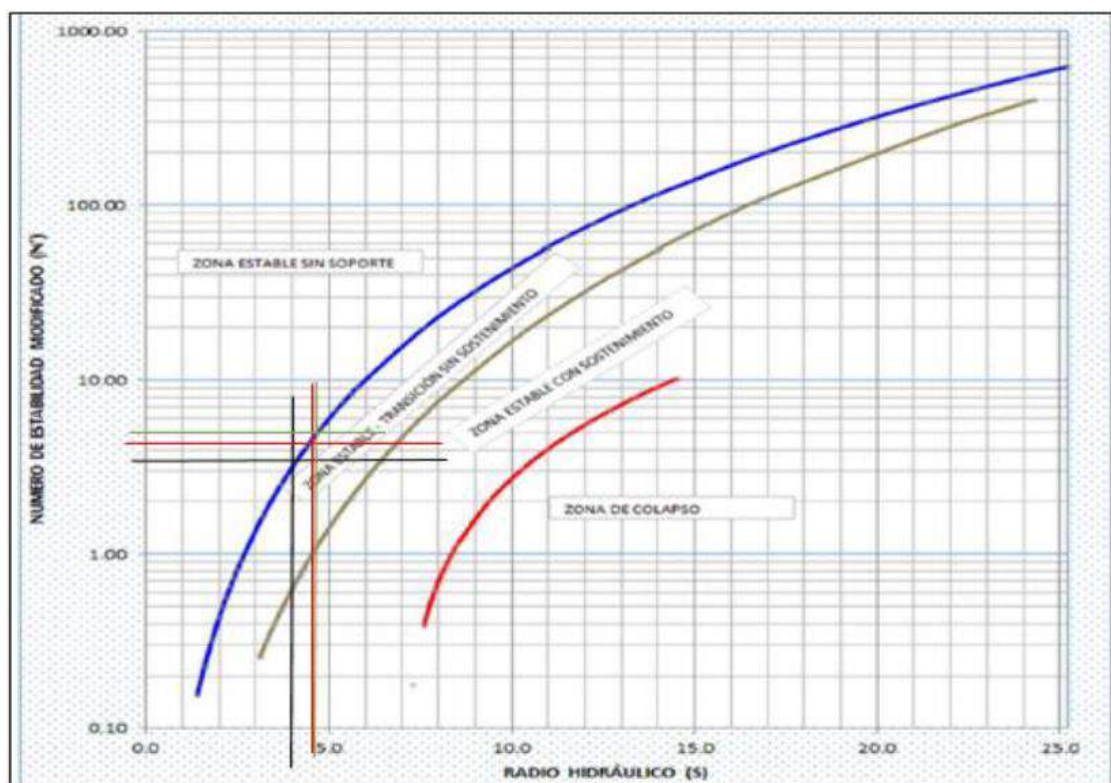
UBICACIÓN	Q'	A	B	C	N'
CAJA TECHO	4.17	0.53	0.40	5.95	5.25
VETA	2.04	0.45	0.80	5.95	4.36
CAJA PISO	4.17	0.53	0.40	4.00	3.53

Fuente: planeamiento Hochschild

- Dimensionando el tajeo para el tramo 3

Dimensionando el tajeo y con las cotas adquiridas de N' , realizamos las conexiones con el barrido impulsado por presión (RH) en el dispositivo matemático de la estrategia gráfica de seguridad, ver figura 10.

Figura N° 28 Gráfico de estabilidad modificado (N')



Fuente : geomecanica Hochschild

Eso es lo que demuestran los resultados, para esta área con un nivel de asiento de 12 m, obtenemos para la caja de techo una longitud de 36 m; para la caja de piso 24 m y para la veta 33 m, entonces tomamos la información de la caja de piso por ser de menor condición geomecánica, ver Tabla 18.

TRAMO 3

Tabla N° 27 Calculo de N' y longitud estable para el tramo 3

UBICACIÓN	N'	RH	h	Longitud Estable (m)
CAJA TECHO	5.25	4.50	12.00	36
VETA	4.36	4.40	12.00	33
CAJA PISO	3.53	4.00	12.00	24

Fuente: planeamiento Hochschild

m) **Calculo del método grafico de estabilidad para el tramo 4**

Para el tramo 4, se tomaron datos por presentar características representativas y dominios estructurales similares, a continuación, se muestran los cuadros siguientes.

- Calculo de Q'

Tabla N° 28 Calculo de Q' tramo 4

UBICACIÓN	RQD	J_n	J_r	J_a	Q'
CAJA TECHO	70	9	1.0	2.0	3.889
VETA	55	12	1.0	3.0	1.528
CAJA PISO	75	12	1.0	2.5	2.500

Fuente: planeamiento Hochschild

- Calculo de A

Tabla N° 29 Calculo de A tramo 4

UBICACIÓN	sc (Mpa)	mi	s1	σ_c/σ_1	A
CAJA TECHO	60	20	11.3	5.3	0.48
VETA	45	19	11.3	4.0	0.3
CAJA PISO	60	20	11.3	5.3	0.48

Fuente: planeamiento Hochschild

- Calculo de B

Tabla N° 30 Calculo de B tramo 4

Longitud del tajeo (mts)	Factor B
CAJA TECHO	0.4
VETA	0.8
CAJA PISO	0.4

Fuente: planeamiento Hochschild

- Calculo de C

Tabla N° 31 Calculo de C tramo 4

Tipo de Caída	Longitud del tajeo (mts)	a (Inclinación superficie del tajeo)	b (Inclinación junta crítica)	Factor C
Caídas por gravedad o Lajamiento	Caja techo	70.0	-	5.9
	Veta	70.0	-	5.9
Deslizamiento	Caja piso	-	70.0	4.0

Fuente: planeamiento Hochschild

- Calculo de N'

Tabla N° 32 Calculo de N' tramo 4

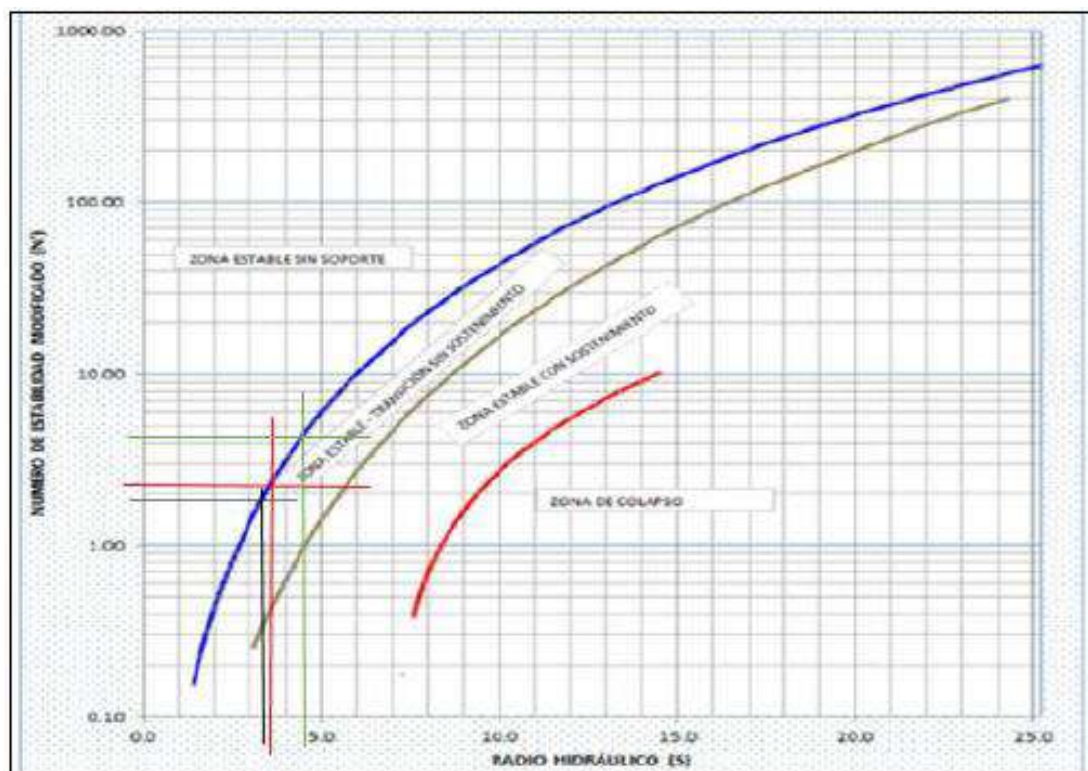
UBICACIÓN	Q'	A	B	C	N'
CAJA TECHO	3.89	0.48	0.40	5.95	4.44
VETA	1.53	0.30	0.80	5.95	2.18
CAJA PISO	2.50	0.48	0.40	4.00	1.92

Fuente: planeamiento Hochschild

- Dimensionando el tajeo para la sección S-4

Dimensionando el tramo 4, con los valores obtenidos del N', realizamos las correlaciones con el radio hidráulico (RH) en el ábaco del método gráfico de estabilidad.

Figura N° 29 Gráfico de estabilidad modificado (N') tramo 4



Fuente : geomecanica Hochschild

Esto es lo que demuestran los resultados, para esta zona, se obtiene una longitud de 33 m para la caja de techo, 16 m para la caja de suelo y 17 m para la veta, ver Tabla 24, posteriormente, se toma como información de referencia la caja de suelo por ser de menor consistencia.

TRAMO 4

Tabla N° 33 Calculo de N' y longitud estable, para el tramo 4

UBICACIÓN	N'	RH	h	Longitud Estable (m)
CAJA TECHO	4.44	4.40	12.00	33
VETA	2.18	3.50	12.00	17
CAJA PISO	1.92	3.40	12.00	16

Fuente: planeamiento Hochschild

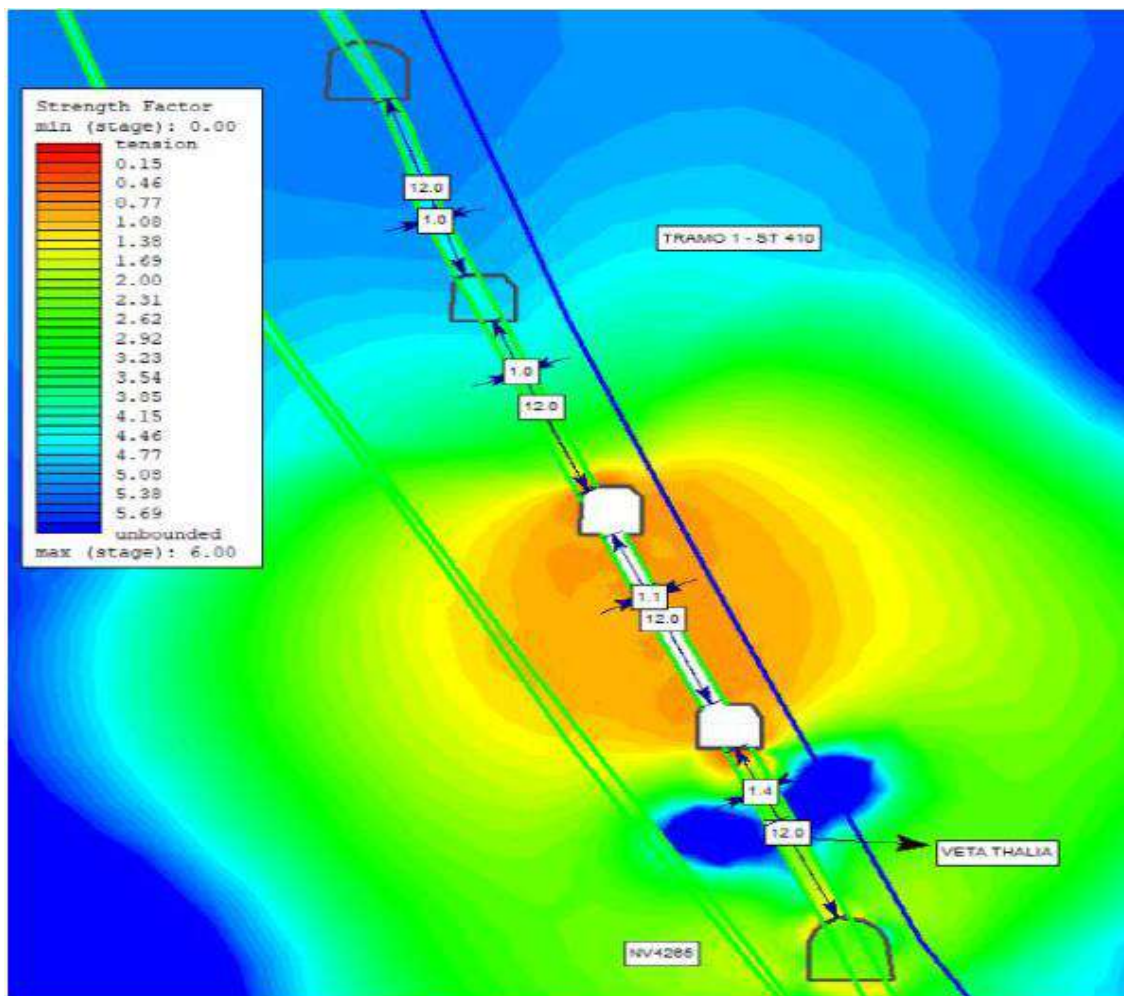
n) Simulaciones con elementos finitos (phases_2)

Se completaron recrecimientos de presión provocada en un clima versátil para notar el modo de comportamiento de la masa pétreo con las diversas aberturas de los niveles 4265 a 4300.

- TRAMO 1

No se observa ninguna precariedad después del lanzamiento de las aberturas largas, las formas del borde de la remoción para este tipo de investigación de cargas instigadas muestran un elemento de seguridad típico de 1 (estable básico sin ayuda), entonces, en ese momento, antes del arranque del destape la ayuda que comprende de enlace de perno será fijada y con ellas las variables de bienestar construirán su valor.

Figura N° 30 Tramo 1, apertura de niveles principales de explotación nivel 4300 veta Millet

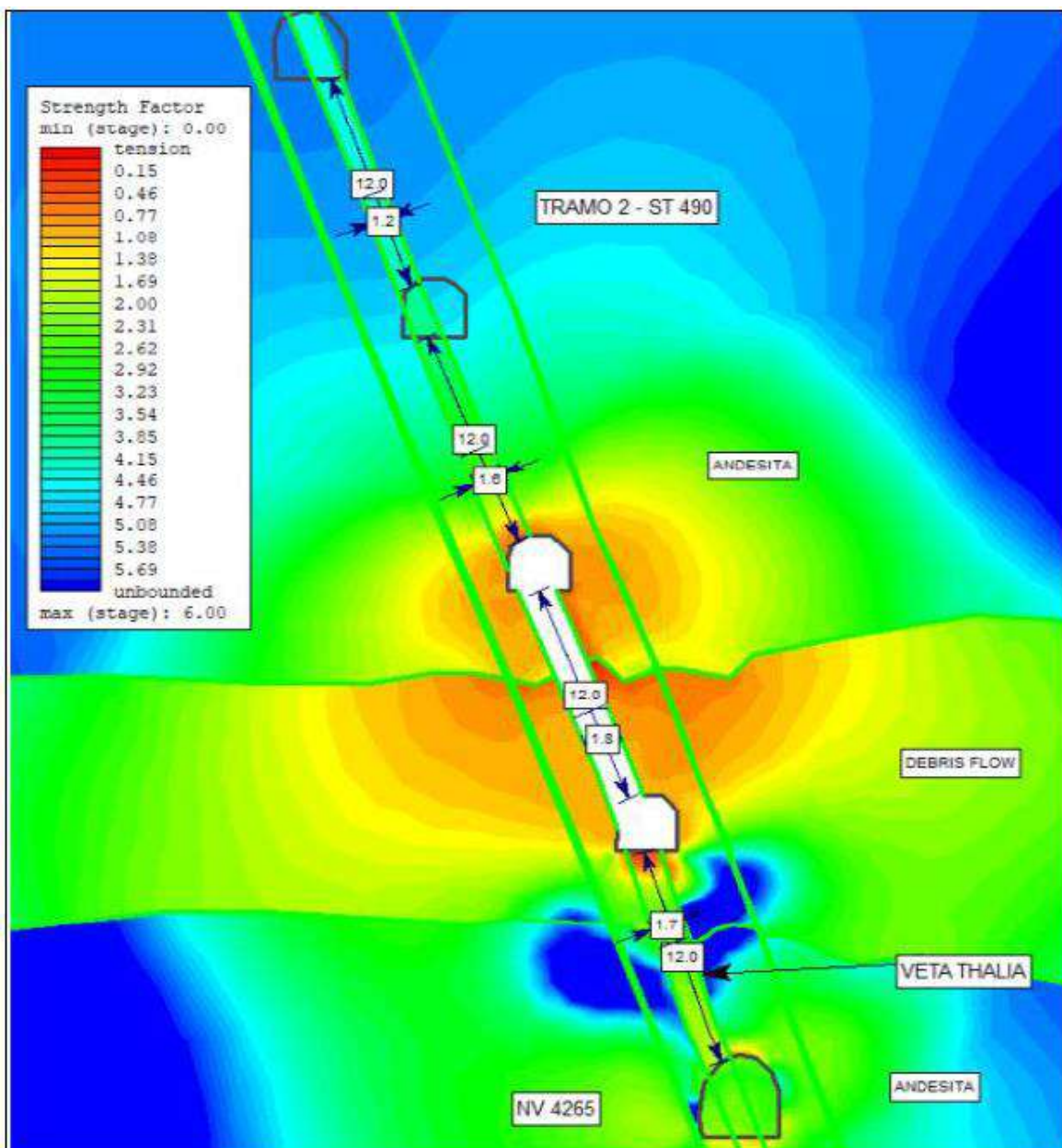


Fuente : geomecanica Hochschild

- TRAMO 2

En esta parte hay la presencia de una intercalación litológica de nivel de chatarra con andesita, entonces según el examen de las cargas impulsadas el desenterramiento se mantiene estable después de la apertura con elementos de bienestar de 1,08 sin ayuda y este valor se incrementará a la hora de establecer el tipo de ayuda según la naturaleza de la roca.

Figura N° 31 Tramo 2, apertura de niveles principales nivel 4300 veta Millet

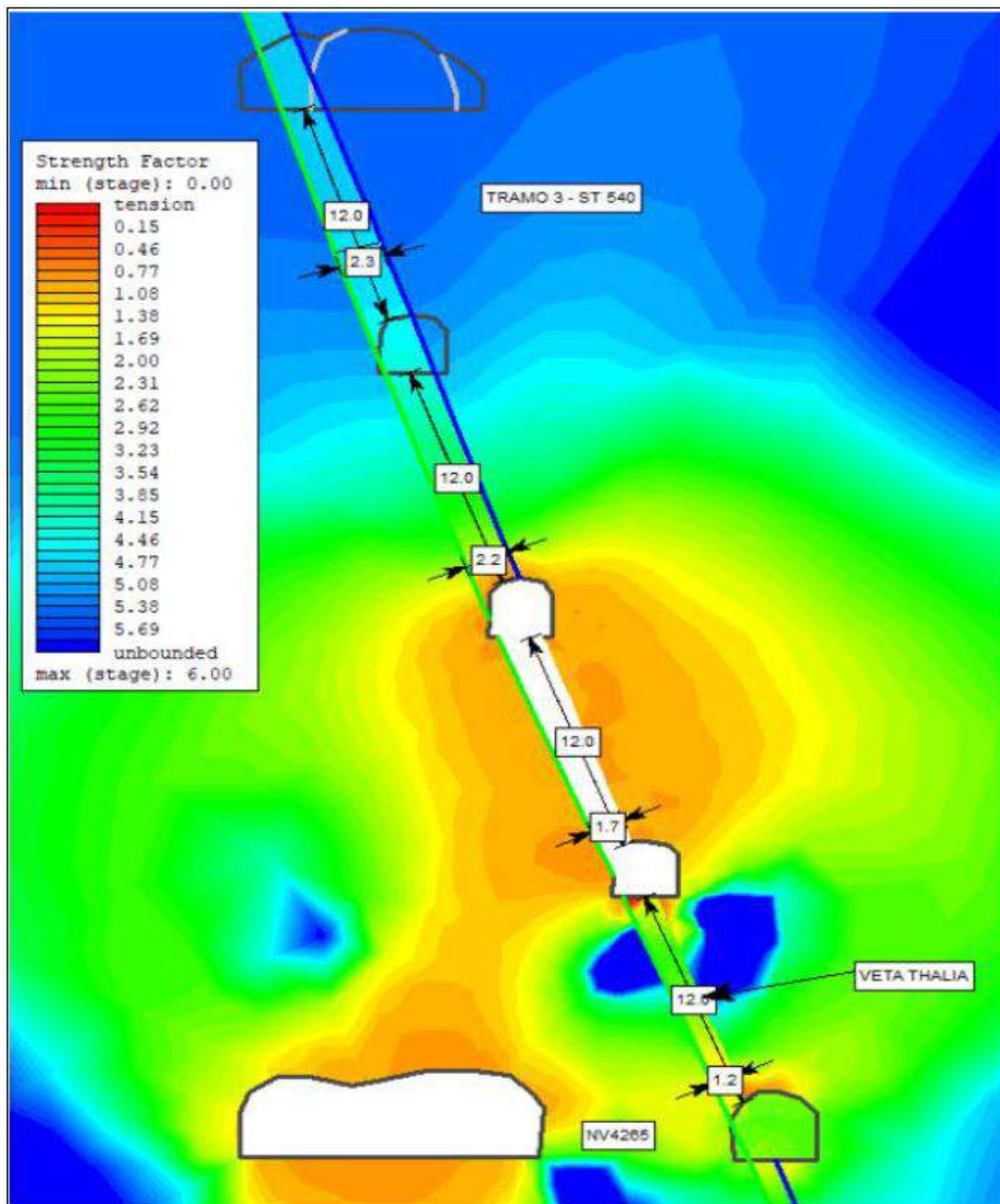


Fuente : geomecanica Hochschild

- TRAMO 3

En esta parte, se observa alguna deformación unida a la caja de la azotea, debido a la presencia de una deficiencia relacionada con el contacto con el mineral, sea como sea, se mantiene estable con un FS 1,08. En este segmento, el auxilio de ajuste será presentado en solicitud de mantener estable el exhumante antes de la explotación (Rojas, 2015).

Figura N° 32 Tramo 3, apertura de niveles nivel 4300 veta Millet

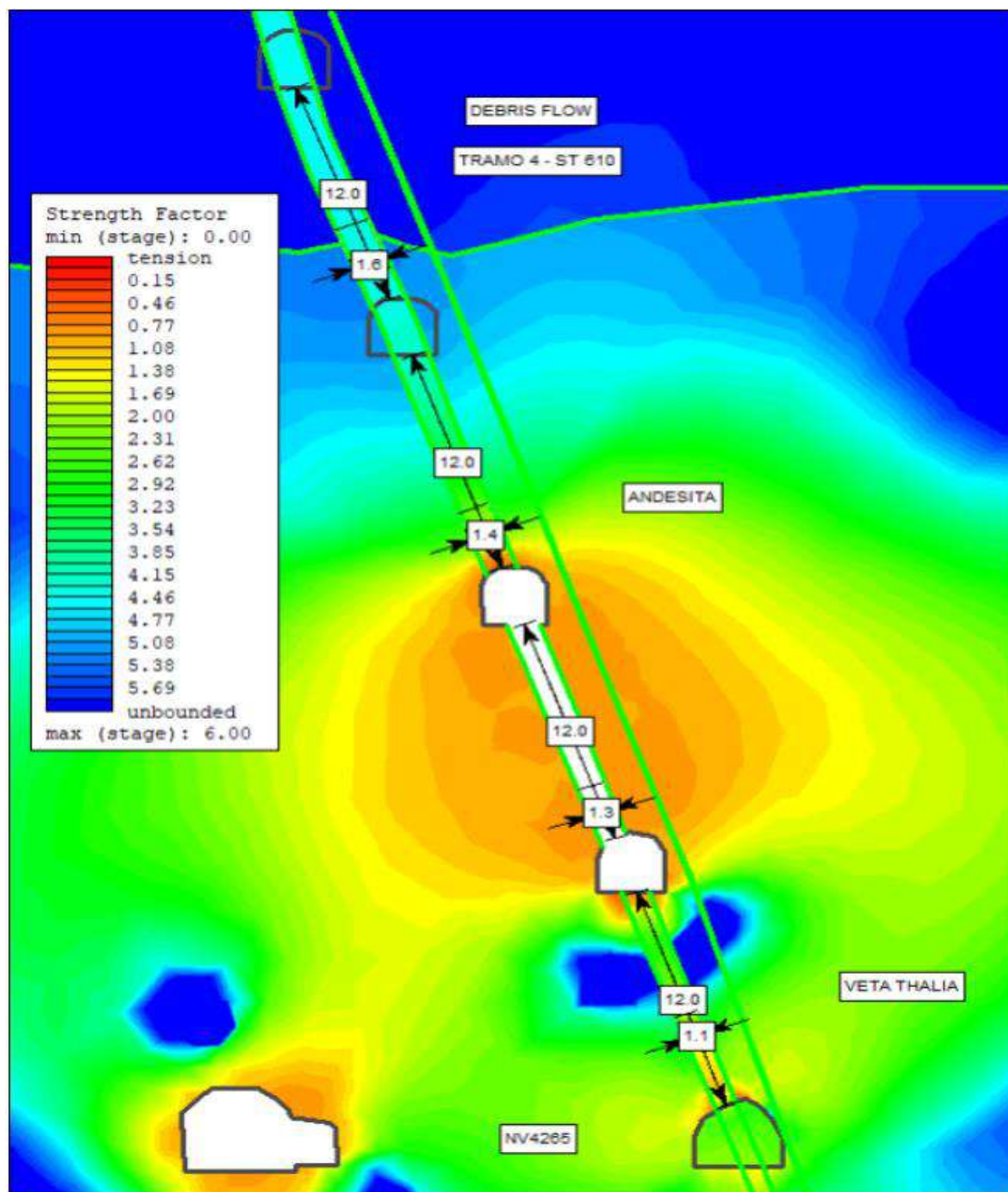


Fuente : geomecanica Hochschild

- TRAMO 4

En esta parte, se observa que la masa pétreo actúa de forma estable en un clima flexible de cargas impulsadas sin ayuda, los factores de seguridad son de 1,08 y deberían ampliarse con la utilización de la ayuda según la calidad de la piedra.

Figura N° 33 Tramo 4, apertura de subniveles nivel 4300 veta Millet



Fuente : geomecanica Hochschild

o) Colocación de cable bolt

Para la posición del cable bolt, se consideraron los resultados obtenidos con la estimación del barrido impulsado por agua y el número de fuerza para las cuatro áreas evaluadas. Los resultados obtenidos demuestran la situación de un eslabón de voladura de 5 m de longitud a una dispersión de 2,5 a 3,0 m, véanse las tablas y la figura adjuntas.

Tabla N° 34 Evaluación de cable bolt tramo 1 y 2

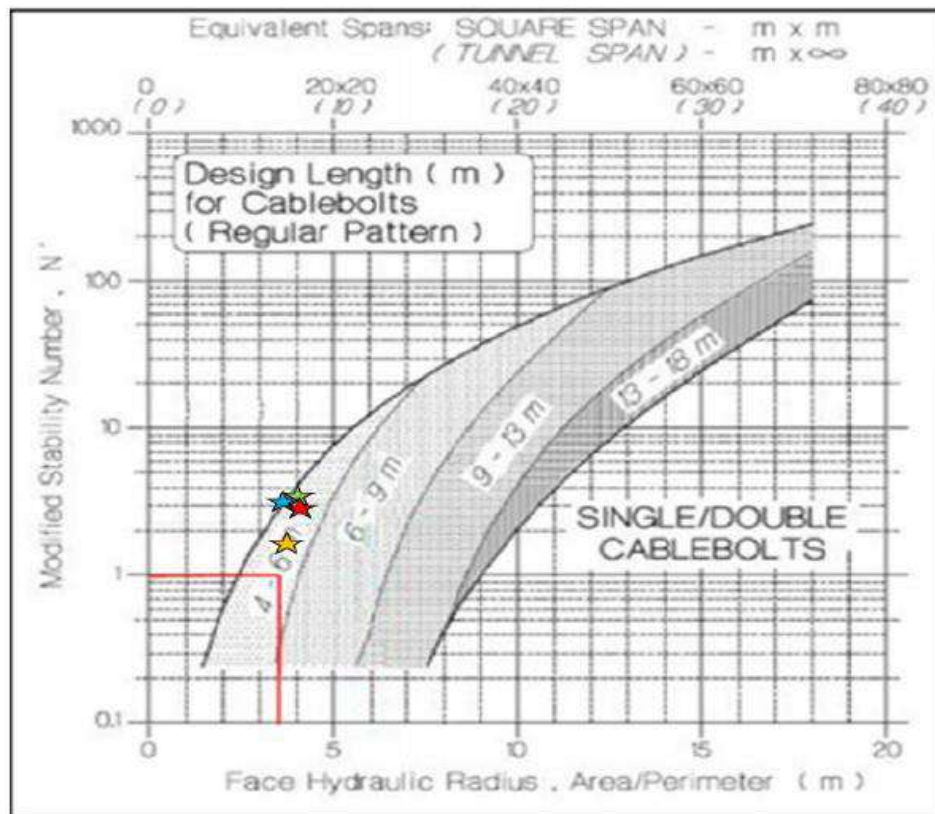
TRAMO 1			TRAMO 2		
UBICACIÓN	N'	RH	UBICACIÓN	N'	RH
CAJA TECHO	4.44	4.2	CAJA TECHO	4.44	4.40
VETA	4.65	4.5	VETA	2.54	3.80
CAJA PISO	3.67	4.0	CAJA PISO	3.20	4.00

Fuente: planeamiento Hochschild

Tabla N° 35 Evaluación de cable bolt tramo 3 y 4

TRAMO 3			TRAMO 4		
UBICACIÓN	N'	RH	UBICACIÓN	N'	RH
CAJA TECHO	5.25	4.50	CAJA TECHO	4.44	4.40
VETA	4.36	4.40	VETA	2.18	3.50
CAJA PISO	3.53	4.00	CAJA PISO	1.92	3.40

Fuente: planeamiento Hochschild

Figura N° 34 Longitud de cable bolt

Fuente : geomecanica Hochschild

2.4.9. Evaluación de estabilidad por método de corte y relleno

La evaluación de estabilidad del método de corte y relleno o breasting, tiene por objetivos principales lo siguiente:

- Realizar una evaluación de estabilidad determinando los criterios de falla, tanto de modo tensional por esfuerzos (desconfinamiento) y de forma estructural (formación de cuñas).
- Determinar los tipos de pre-soporte y sostenimiento para labores con anchos de 10 m, 12 m y 14 m, que garanticen factores de seguridad mayores a 1.0 con pre-soporte y mayores a 1.5 con sostenimiento.
- Elaborar los estándares y procedimientos de la colocación del pre-soporte y sostenimiento para cada tipo de ancho de labor.

2.4.10. Metodología de trabajo

Se realizó el siguiente plan de trabajo para evaluar el comportamiento del macizo rocoso cuando es sometido a excavaciones iguales o mayores a 10 metros de ancho (10, 12, 14 y 16 m). A continuación, se mencionan las actividades realizadas:

Revisión de la información existente.

- Mapeo geomecánico por celdas, considerando la clasificación geomecánica RMR₈₉ para determinar las principales familias de discontinuidades en las zonas de explotación con Breasting (rumbo, dirección de buzamiento y buzamiento).
- Mapeo de discontinuidades, identificando sus principales parámetros considerados en el Índice RMR (resistencia, espaciamiento, RQD, persistencia, apertura, rugosidad, alteración y presencia de agua).
- Aplicación del software Unwedge v3.0 para determinar los factores de seguridad por ocurrencia de cuñas inestables debido al control estructural.
- Las simulaciones se realizaron para aberturas de 10, 12 y 14 metros en condiciones sin pre-soporte, excavación con pre-soporte (enfilajes) y excavación con sostenimiento (hydrabolt de 10 pies y shotcrete de 2 pulgadas).

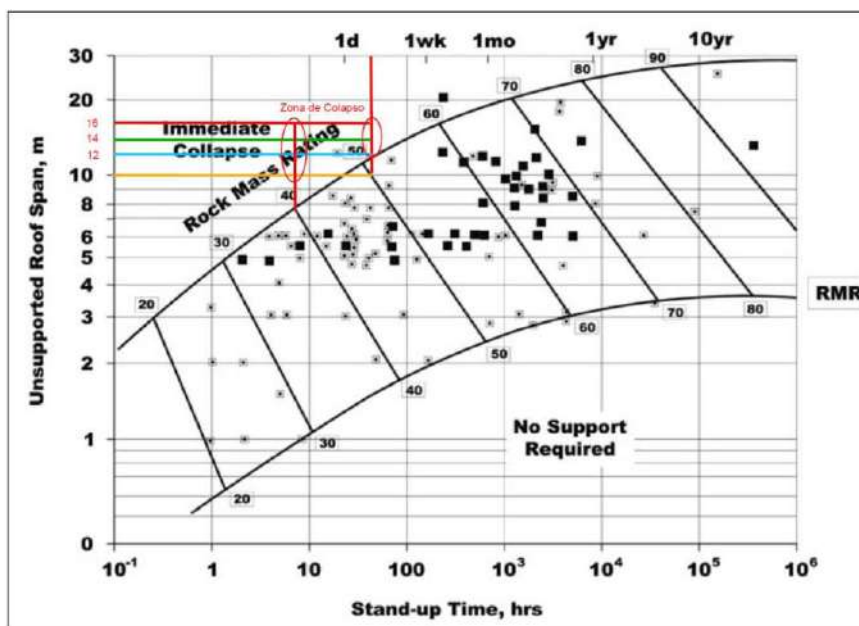
Evaluación Geomecánica del Macizo Rocosos

De acuerdo a la evaluación geomecánica actualizada, los valores del índice RMR varían de 40 a 50, dependiendo principalmente de tipo de relleno o recubrimiento de las fracturas (presencia de sericita o clorita). Tomando en cuenta los valores actualizados de RMR₈₉, se aplicó la tabla de auto-soporte (ver siguiente Figura) para anchos de minado de 10, 12 y 14 metros, determinándose que para valores máximos de RMR igual a 50 se tienen anchos de minado de 10 metros con un tiempo de auto-soporte de 3 días. Sin embargo, en el

análisis de cuñas realizado labores de 10 m de ancho se presentan condiciones inestables que requieren pre-soporte.

Las aberturas por encima de los 12 metros con RMR de 50 se encuentran en la zona de colapso por lo que se determina que es necesario realizar un pre-soporte. En el tipo de roca con un valor mínimo de RMR igual 40, es necesario que a partir de los 8.0 metros se aplique un pre-soporte.

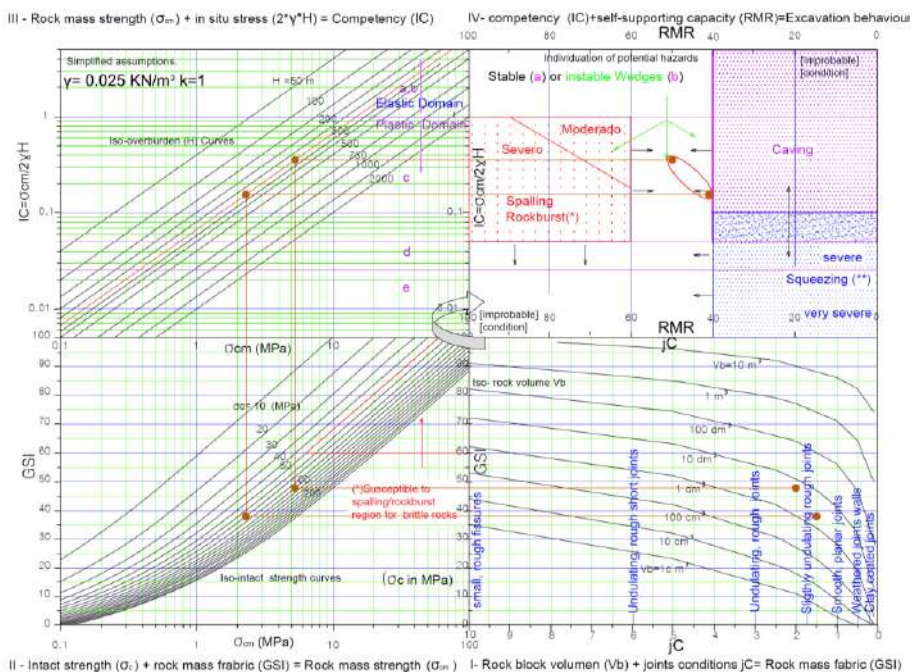
Figura N° 35 Cuadro de tiempo de auto-soporte



Fuente: (Bieniawski, 89)

Asimismo, se evaluó la determinación del tipo de rotura que podría presentarse tomando en cuenta las características geomecánicas de la roca, la resistencia del macizo rocoso y su comportamiento a una profundidad de 300 metros. Aplicándose el gráfico múltiple - GDE (Russo, 2014), se determinó que el principal tipo de rotura a presentarse sería por cuñas inestables (80%) y desprendimiento (20%). (Ver siguiente Figura).

Figura N° 36 Grafico Múltiple - GDE



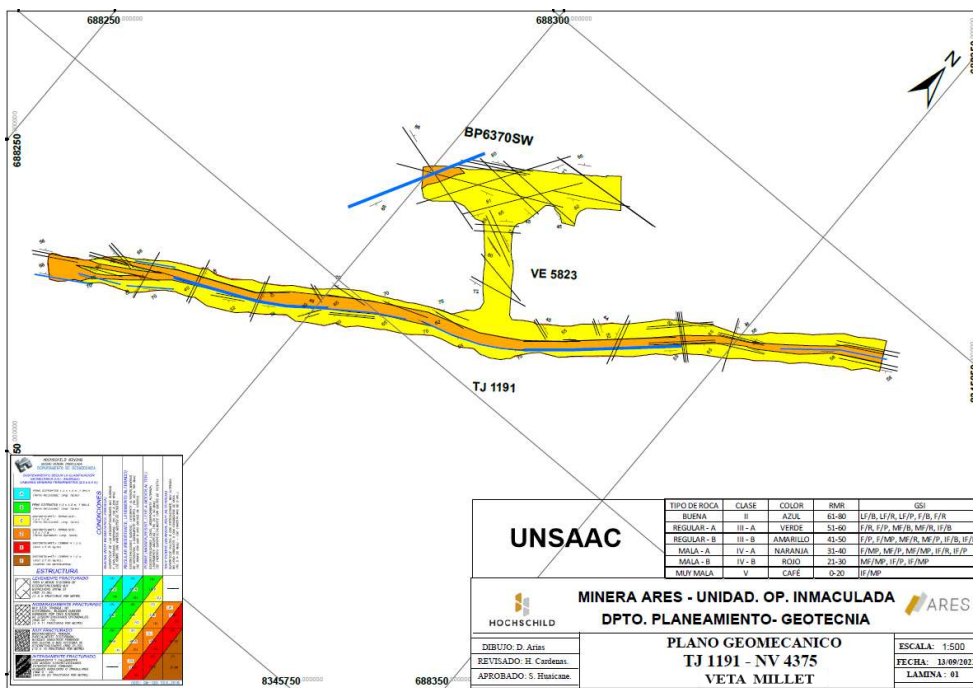
Fuente: (Russo, 2014)

De acuerdo a las figuras anteriores, se realizaron los análisis de cuñas inestables aplicando el software Unwedge v3.0.

Mapeos geomecánicos

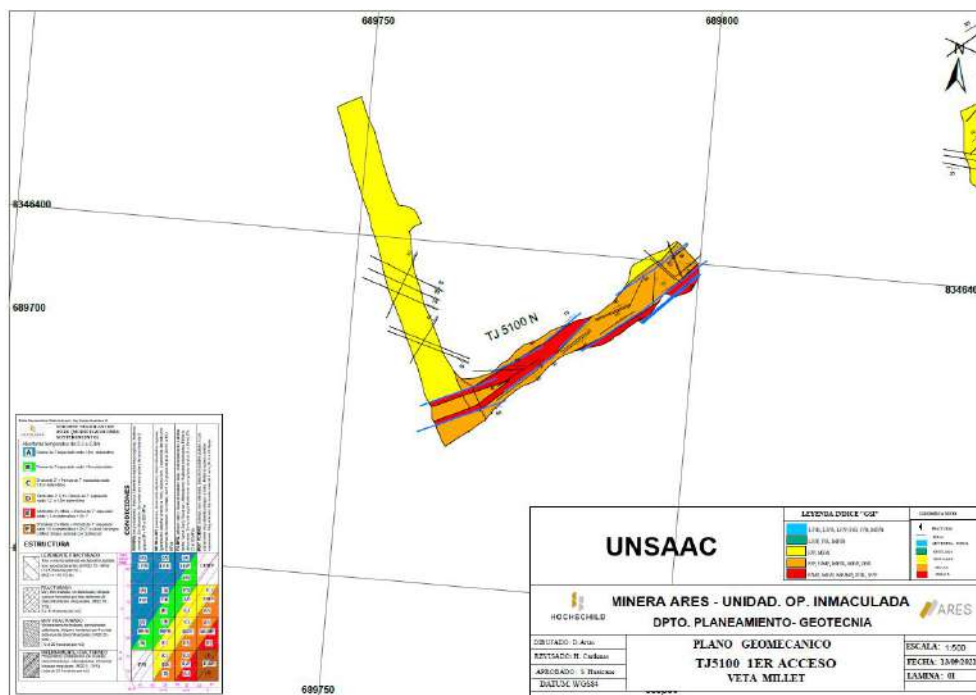
Se puede apreciar que en los mapeos geomecánicos de los tres breasting se tiene un RMR promedio de 40.

Figura N° 37 Mapeo geomecánico TJ 1191



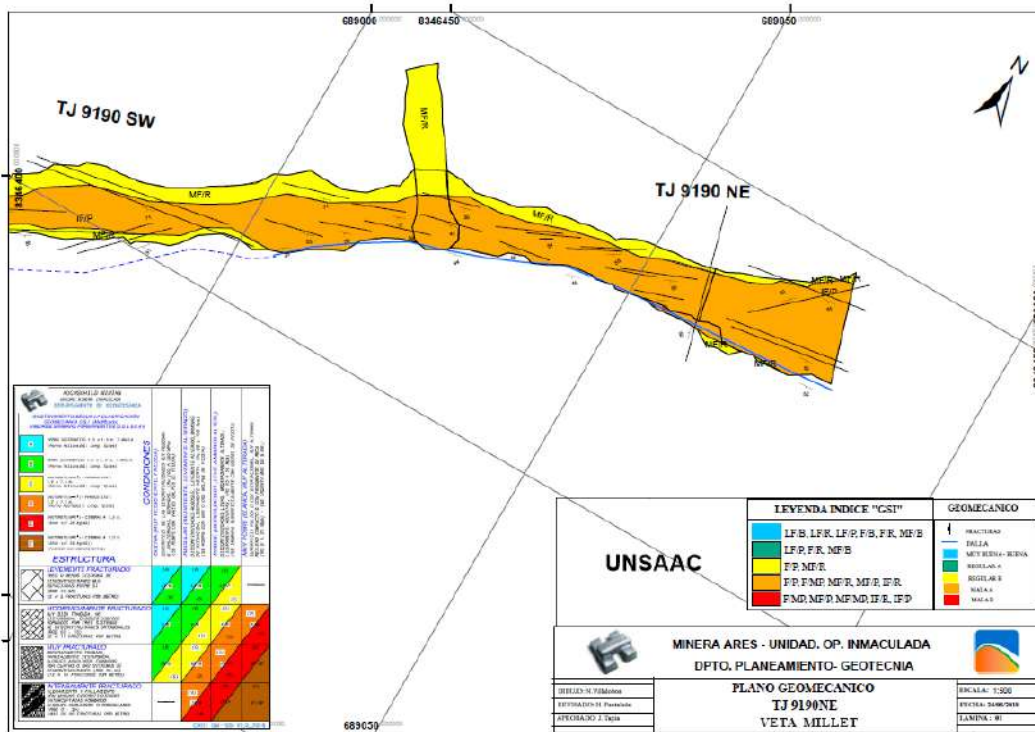
Fuente : geomecanica Hochschule

Figura N° 38 Mapeo geomecánico TJ 5100 1er acceso



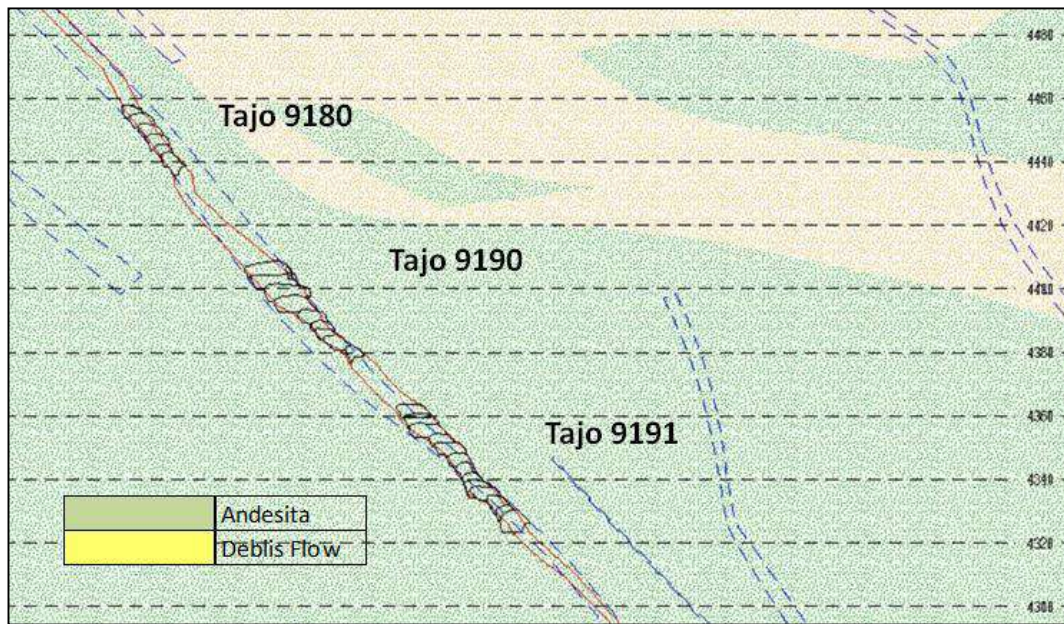
Fuente : geomecanica Hochschule

Figura N° 39 Mapeo geomecánico TJ9180



Fuente : geomecanica Hochschule

Figura N° 40 Sección transversal con litología en los tajos 9180, 9190, 9191



Fuente : geomecanica Hochschild

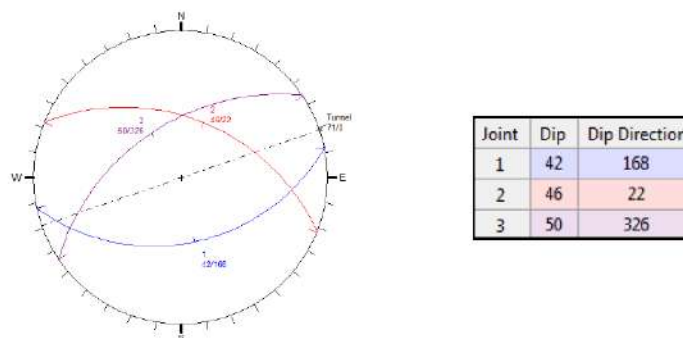
Determinación de Mecanismos de falla

Mecanismo de falla por Estructura

De acuerdo a las mediciones de discontinuidades de los mapeos por celdas realizadas en el Tajo 9180 - Nivel 4420, y Tajo 9190 - Nivel 4360, se obtuvo que los principales sistemas de fracturas tiene las siguientes orientaciones: $N78^{\circ}E/42^{\circ}SE$, $N68^{\circ}W/46^{\circ}NE$ y $N55^{\circ}E/50^{\circ}NW$ (ver Figura 43). Cabe señalar que la orientación de las labores de breasting es $N71^{\circ}E$.

Figura N° 41 Estereograma del mapeo estructural por celdas de las zonas de breasting

(Veta Millet)



Fuente : geomecanica Hochschild

Parámetros del Macizo Rocoso

Para la aplicación del software Unwedge, se tomaron como valores de ángulo de fricción interna y cohesión lo correspondiente a los valores de roca según el índice RMR entre 40 a 50, roca Tipo IIIB y Tipo IVA.

Figura N° 42 Cuadro Input data tipo de roca IIIB

Fuente: planeamiento Hochschild

Figura N° 43 Cuadro Input data tipo de roca IVA

Fuente: planeamiento Hochschild

Esquema de Instalación de Pernos Cementados como Enfilaje

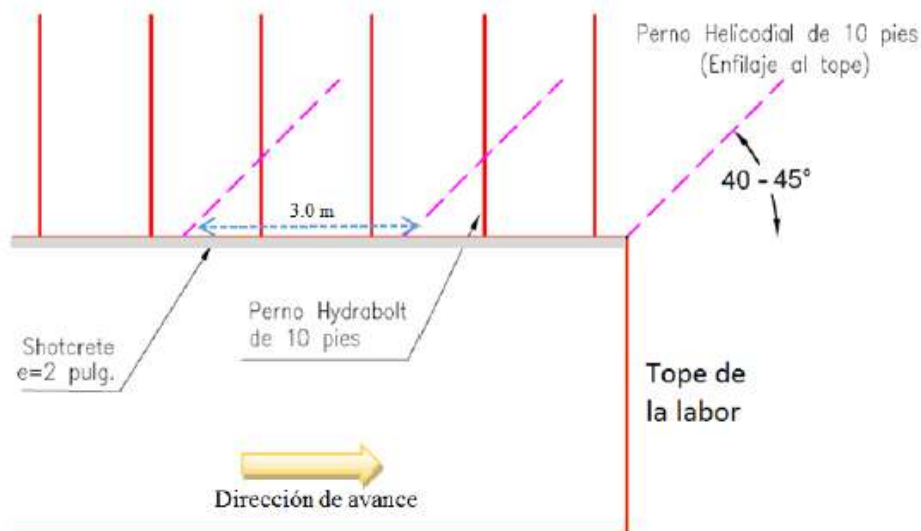
De acuerdo a los análisis realizados por el software Unwedge para aberturas de 10 m, 12 m y 14 m, se determinó que los factores de seguridad de las cuñas son inferiores a 1.0,

por lo que para su excavación se requeriría el uso de pre-soporte corroborando la aplicación de la tabla de auto soporte (Bieniawski) y el gráfico múltiple - GDE (Russo, 2014).

El pre-soporte consiste en la colocación de enfilajes (Forepolling) cuyos elementos recomendados son varillas de fierro helicoidal de 3.0 m (10 pies) de longitud con cartuchos de resina y/o cemento colocados en la bóveda con una inclinación de 40° a 45° en la dirección del avance, previo al inicio de la perforación, es decir, al tope del avance de la labor.

Por otro lado, el sostenimiento se complementará con la instalación de Pernos Hydrabolts de 10 pies, los cuales serán instalados sistemáticamente de acuerdo al avance de los breasting. El esquema de instalación de los enfilajes y el sostenimiento con pernos hydrabolts se observa en la Figura 44. Asimismo, la determinación de los espaciamientos por fila se determinó en base a los diferentes anchos de las labores y las diferentes calidades de roca (Tipo IIIB y Tipo IVA).

Figura N° 44 Ubicación e inclinación de enfilaje (al tope) y distribución de pernos hydrabolt



Fuente: planeamiento Hochschild

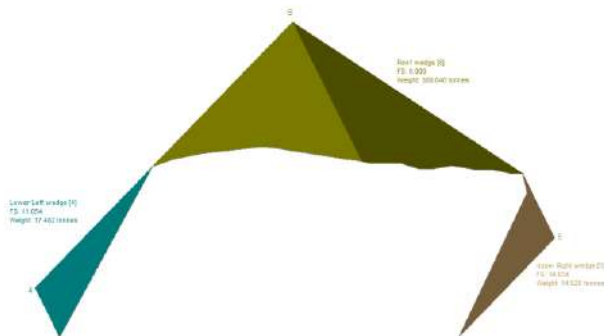
Evaluación de cuñas en aberturas de 10 m de ancho (roca tipo IIIB y IVA)

Al realizar la evaluación de cuñas se puede apreciar que el factor de seguridad (FS) de la cuña en el techo es de 0.0, lo cual indica la posibilidad de desprendimiento de cuñas

inmediatamente después de la excavación, por lo que se deberá realizar la colocación de un pre-soporte de acuerdo al esquema de la siguiente figura.

Peso	300 t
Altura máxima	3.20 m

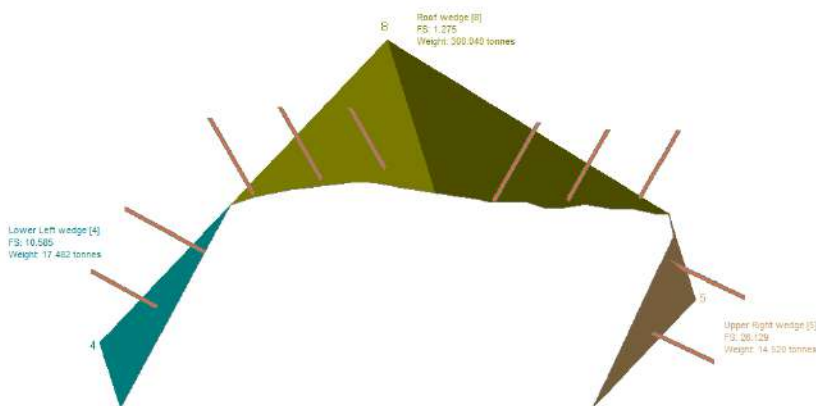
Figura N° 45 Vista frontal de la formación de una cuña inestable en el techo para una labor de 10 m de ancho ($FS = 0.0$)



Fuente : geomecanica Hochschild

Se observa la necesidad de la aplicación de un sistema de pre-soporte, el cual será el enfilaje y se compondrá de varillas de fierro helicoidal cementado de 3.0 m de longitud y una inclinación entre 40° y 45° , con un espaciado de 1.5 m y serán instalados antes de realizar la excavación, es decir, al tope de la labor. Con la aplicación del enfilaje se logra obtener un factor de seguridad (FS) de 1.275.

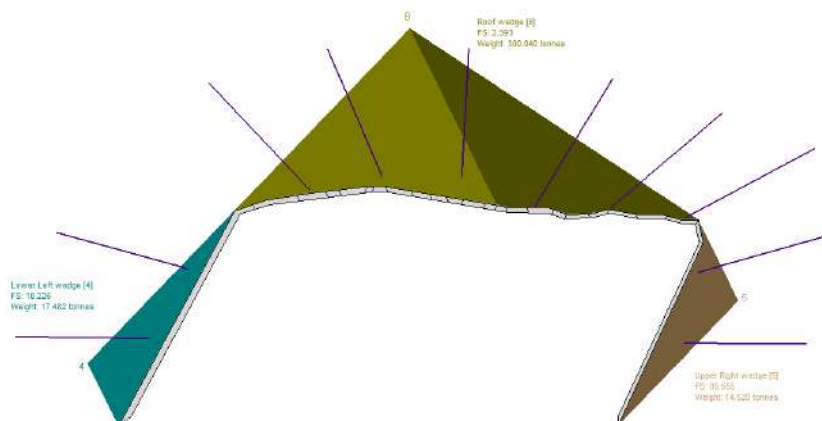
Figura N° 46 Vista frontal de la distribución del enfilaje para una labor con un ancho de 10 m y un factor de seguridad (FS) de 1.275



Fuente : geomecanica Hochschild

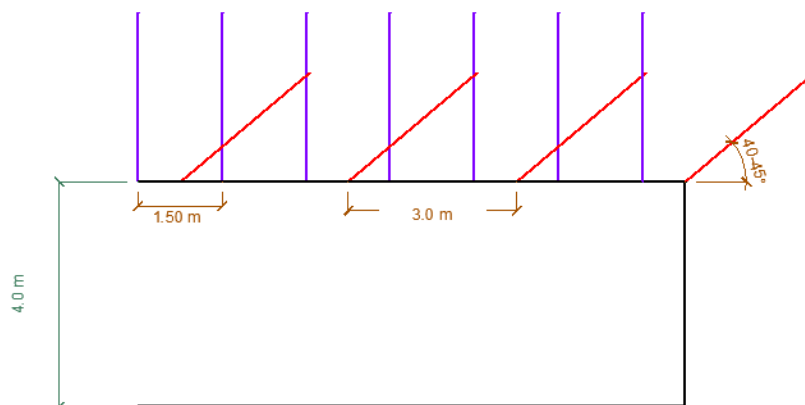
El sostenimiento principal de labor consiste en la instalación de Pernos Hydrabolt de 10 pies de longitud espaciados 1.50 m x 1.50 m. Asimismo, se contempla la aplicación de shotcrete con fibra de 2 pulgadas de espesor en toda la sección, con lo cual se logra obtener un factor de seguridad (FS) de 2.39.

Figura N° 47 Vista frontal de la colocación de pernos hydrabolt (10') y shotcrete (2'') en una labor de 10 m de ancho obteniéndose un factor de seguridad (FS) de 2.39



Fuente : geomecanica Hochschild

Figura N° 48 Vista de perfil de la distribución del enfilaje y pernos hydrabolts para anchos de 10 m



Fuente: planeamiento Hochschild

breasting dada las condiciones geomecánicas y parámetros geométricos de la labor.

Figura N° 49 Esquema de sostenimiento para breasting

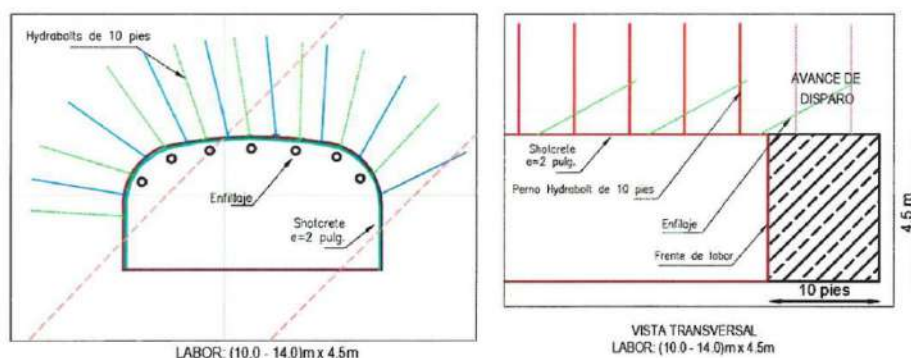


Figura N° 50 Sistema de sostenimiento de breasting de acuerdo al tipo de roca y a la abertura (ancho)

TIPO DE SOPORTES Y REFUERZOS PARA LA ESTABILIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO						
Tipo Roca	Material	INDICE DE CALIDAD		CONDICIONES INFLUYENTES	SOPORTES Y REFUERZOS RECOMENDADOS	
		RMR	Q		TIPO	DESCRIPCIÓN Y CARACTERÍSTICAS
IIIB	Roca moderadamente fracturada con fallas angostas	40-50	0.64-1.95	Seco o flujos de caudal y presión media Anchos: 10 a 12 m.	IIIB	Shotcrete 2" + P. Hydrabolt 10pies (E: 1.5 x1.5) + Enfilaje espaciados cada 1.5x1.5 m En caso haya presencia de Factores influyentes, se realizará la evaluación y rediseño del sostenimiento.
IVA		30-40	0.21-0.64	Seco o flujos de caudal y presión media Anchos: 10 a 12 m.	IVA	Shotcrete 2" + P. Hydrabolt 10pies (E: 1.2 x1.2) + Enfilaje espaciados cada 1.5x1.5 m. En caso haya presencia de Factores influyentes, se realizará la evaluación y rediseño del sostenimiento.
IIIB o IVA		30-50	0.21-1.95	Seco o flujos de caudal y presión media Anchos: 13 a 14 m.	IIIB o IVA	Shotcrete 2" + P. Hydrabolt 10pies (E: 1.2 x1.2) + Enfilaje espaciados cada 1.2x1.2 m En caso haya presencia de Factores influyentes, se realizará la evaluación y rediseño del sostenimiento.

Fuente : geomecanica Hochschild

Evaluación de estabilidad en Corte y relleno ascendente semi-mecanizado y convencional

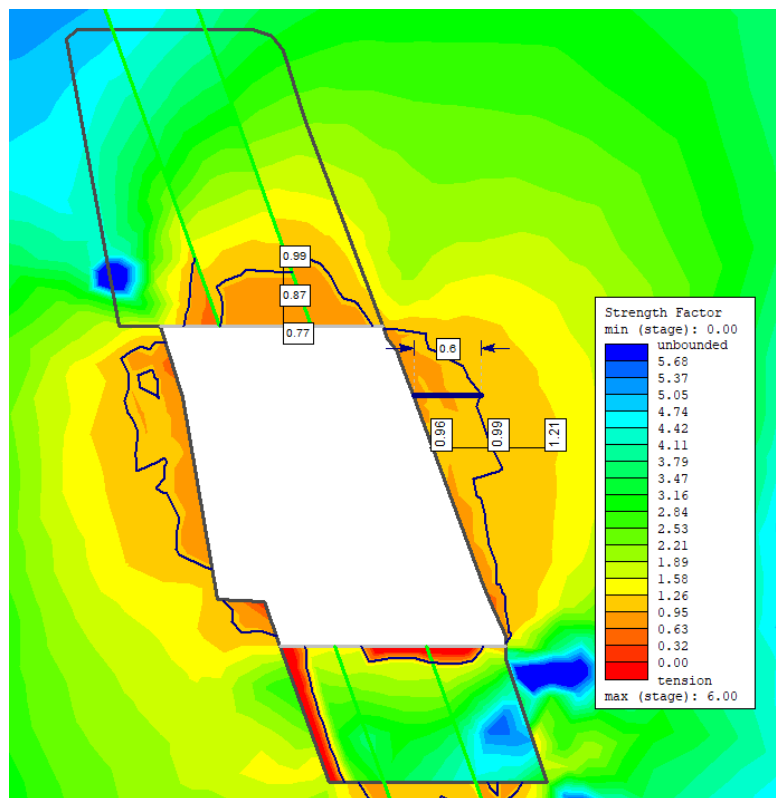
El sostenimiento aplicar en el presente método de minado será de la siguiente manera, según la cartilla Geomecánica en secciones de 2.50 m. a 3.00 m.

Evaluación de estabilidad en Corte y relleno ascendente semi-mecanizado y convencional ascendente, Breasting y Realce.

La evaluación de la solidez se realiza con la programación de componentes limitados RS2. La investigación de la solidez se basa regularmente en considerar la conexión entre el "límite" del marco (cantidad de poderes opuestos) frente al "montón" al que está oprimido (cantidad de poderes debilitantes). El factor de seguridad FS se caracteriza por ser el resto entre estas cualidades, y se acepta que la decepción se produce cuando el FS es inferior a 1,

por lo que es importante asumir factores de bienestar superiores. La medida a utilizar será la adjunta, cuando $FS > 1,1$ entonces la zona a investigar será estable. Cuando $FS < 1$, la zona examinada será inestable.

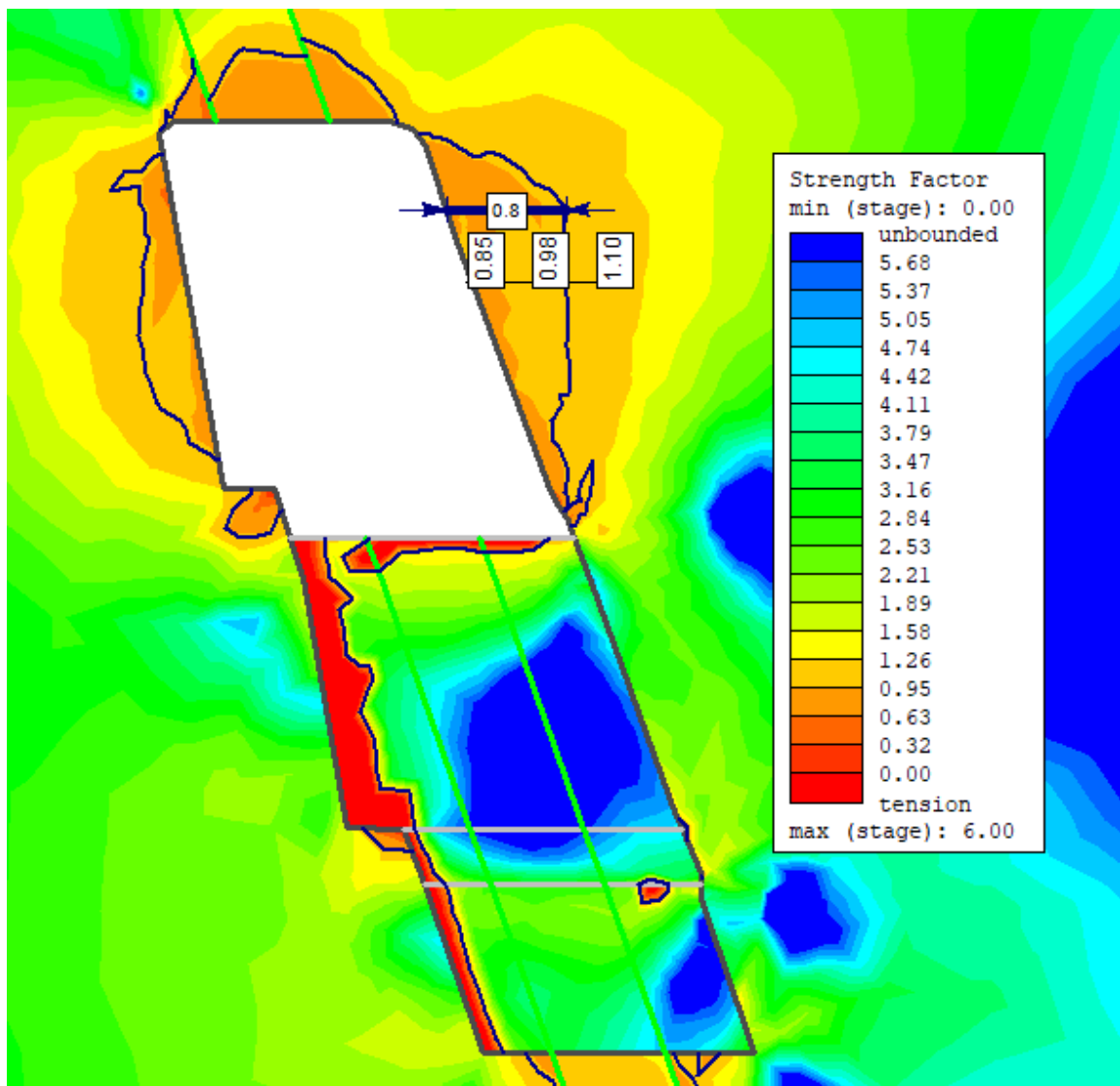
Figura N° 51 Evaluación de estabilidad del minado en semimecanizado breasting nivel
4300 vetal Millet



Fuente : geomecanica Hochschild

Primer corte: se evidencia una zona plastica de aproximadamente 0.6 metro la cual sera sostenida con un sostenimiento activo “Pernos de anclaje de 1.5 metros.” y posteriormente rellenado

Figura N° 52 geomecanica Hochschild nivel 4300 veta Millet



Fuente : geomecanica Hochschild

Segundo corte y cortes superiores : se evidencia una zona plastica de 0.8 m, la cual sera controlada con pernos de anclaje de longitud de 1.5 metros.

Figura N° 53 Adaptación del GSI para secciones 4.0 x4.0 m, labores permanentes y su aplicación

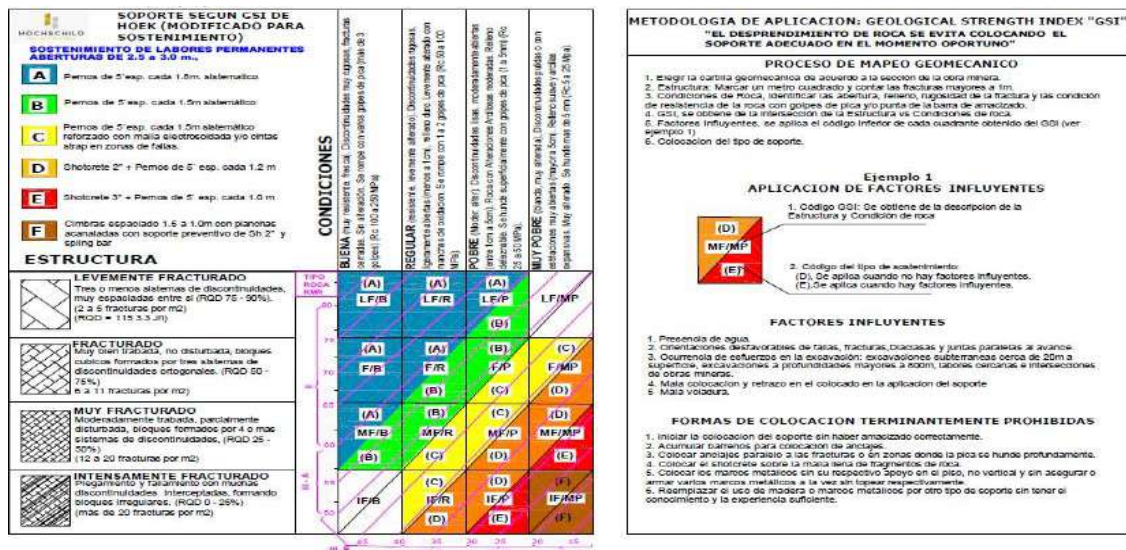
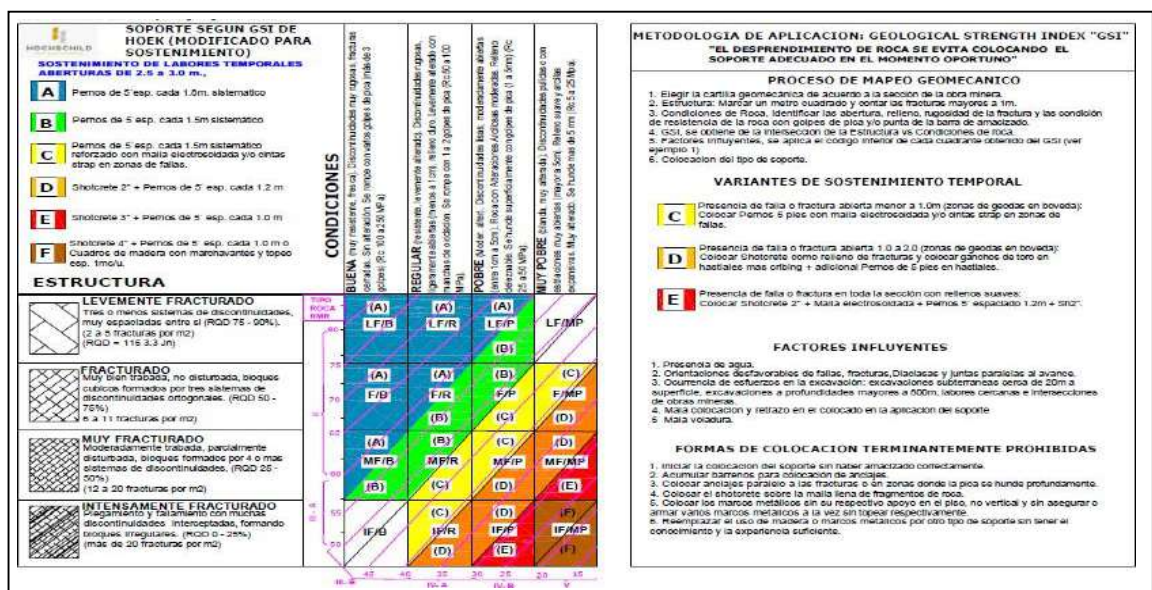


Figura N° 54 Adaptación del GSI para secciones 4.0 x 4.0m, labores temporales y sus variantes de sostenimiento



Fuente: Hoek et I (1995)

De acuerdo a la tablas mostradas, tenemos rocas con sistemas de fracturas que oscilan entre levemente fracturado (LF), hasta intensamente fracturado (IF) y en condiciones de roca buena (B) a muy pobre (MP).

Correlacionando el GSI con el RMR asociado al tipo de roca presentamos el cuadro 3, en donde se puede apreciar las equivalencias entre el RMR y el GSI con el tipo de roca.

Tabla N° 36 Equivalencias del RMR y GSI con el tipo de roca y clase en nivel 4300 veta millet

TIPO DE ROCA	CLASE	COLOR	RMR	GSI
BUENA	II	AZUL	61 - 80	LF/B, LF/R, LF/P, F/B, F/R
REGULAR - A	III - A	VERDE	51 - 60	F/R, F/P, MF/B, MF/R, IF/B
REGULAR - B	III - B	AMARILLO	41 - 50	F/P, F/MP, MF/R, MF/P, IF/B, IF/R
MALA - A	IV - A	ANARANJADO	31 - 40	F/MP, MF/P, MF/MP, IF/R, IF/P
MALA - B	IV - B	ROJO	21 - 30	MF/MP, IF/P, IF/MP
MUY MALA	V	CAFÉ	0 - 20	IF/MP

Fuente : planeamiento Hoekchild

Calculo de máxima abertura estable

El cálculo de la máxima abertura estable se realizó en base al Abaco de tiempos de autosoporte vs tipo de roca RMR y aberturas de la excavación de Bieniawski, en donde para una abertura de 4.0 x 4.0m (ubicado en el gráfico de color azul) el RMR mínimo es 20 antes de pasar a zona de inestabilidad, también se presenta el cuadro resumen de los tiempos de autosoporte por calidad de roca, sin embargo, por política de empresa se aplica “disparos realizado disparo sostenido”, en donde se aprecia la obtención de los tiempos de autosoporte por RMR para una abertura de 4.0 x 4.0 m.

Figura N° 55 Gráficos de los tiempos de autosoporte vs abertura y RMR

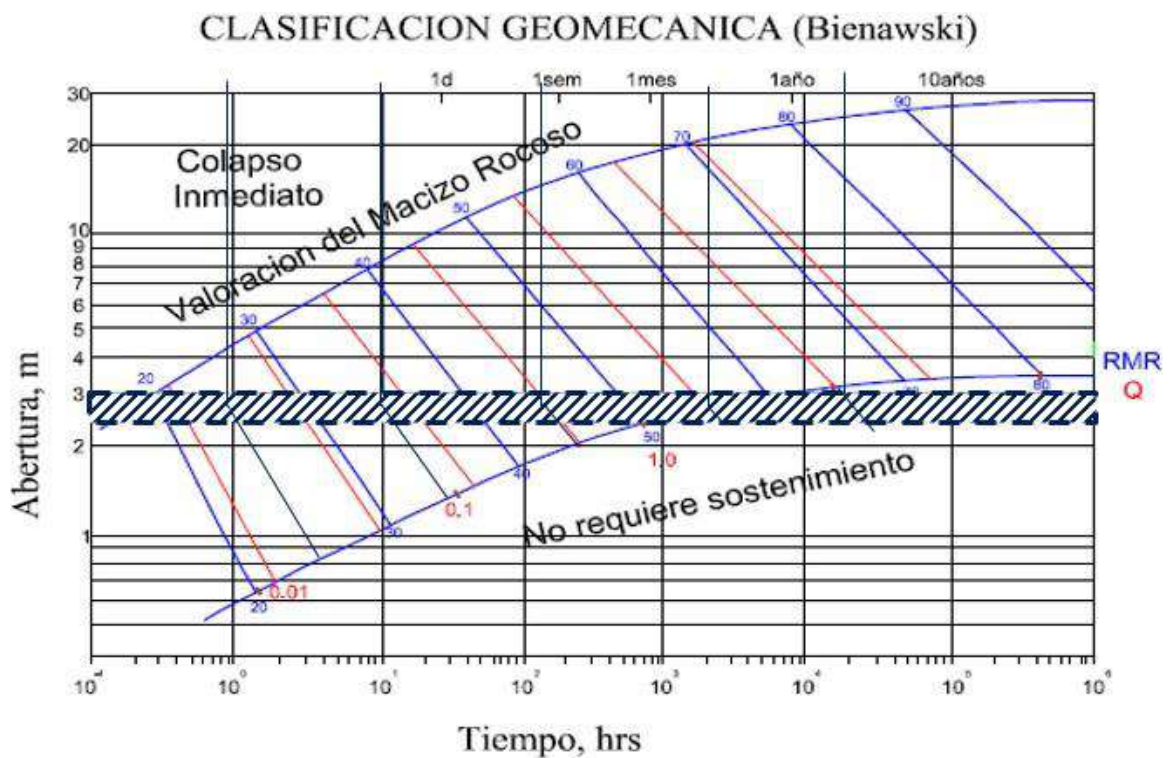


Tabla N° 37 Cuadro resumen de los tiempos de autosoporte por tipo de roca nivel 4300 veta millet

CALIDAD ROCA	TIPO	COLOR	RMR	ABERTURA (m)	TIEMPO AUTOSOP.
BUENA	II - A		61 - 80	2.5 - 3.0	8 años
REGULAR A	III - A		51 - 60	2.5 - 3.0	3 meses
REGULAR B	III-B		41 - 50	2.5 - 3.0	6 días
MALA A	IV-A		31 - 40	2.5 - 3.0	20 hrs
MALA B	IV-B		21 - 30	2.5 - 3.0	3 hrs
MUY MALA	V		0 - 20	2.5 - 3.0	Limite Inestabilidad

Fuente : planeamiento Hochschild

Diseño del tipo de sostenimiento

Para realizar el cálculo del tipo de sostenimiento se deberá tomar en cuenta los parámetros iniciales del ábaco de Grimstad y Barton 1993. (Sistema Q) como indicador principal.

$$\frac{\text{Claro o Luz (m)}}{\text{ESR}} = \frac{3.0}{1.6} = 1.88 \quad \text{ó}$$

$$\frac{\text{Claro o Luz (m)}}{\text{ESR}} = \frac{3.0}{3.0} = 1.0$$

En donde el ESR es el radio de excavación con los valores para labor permanente de 1.6 y para labores temporales de 3 a 5 y el claro o Luz (m) es la abertura de la excavación, ver cuadro siguiente cuadro.

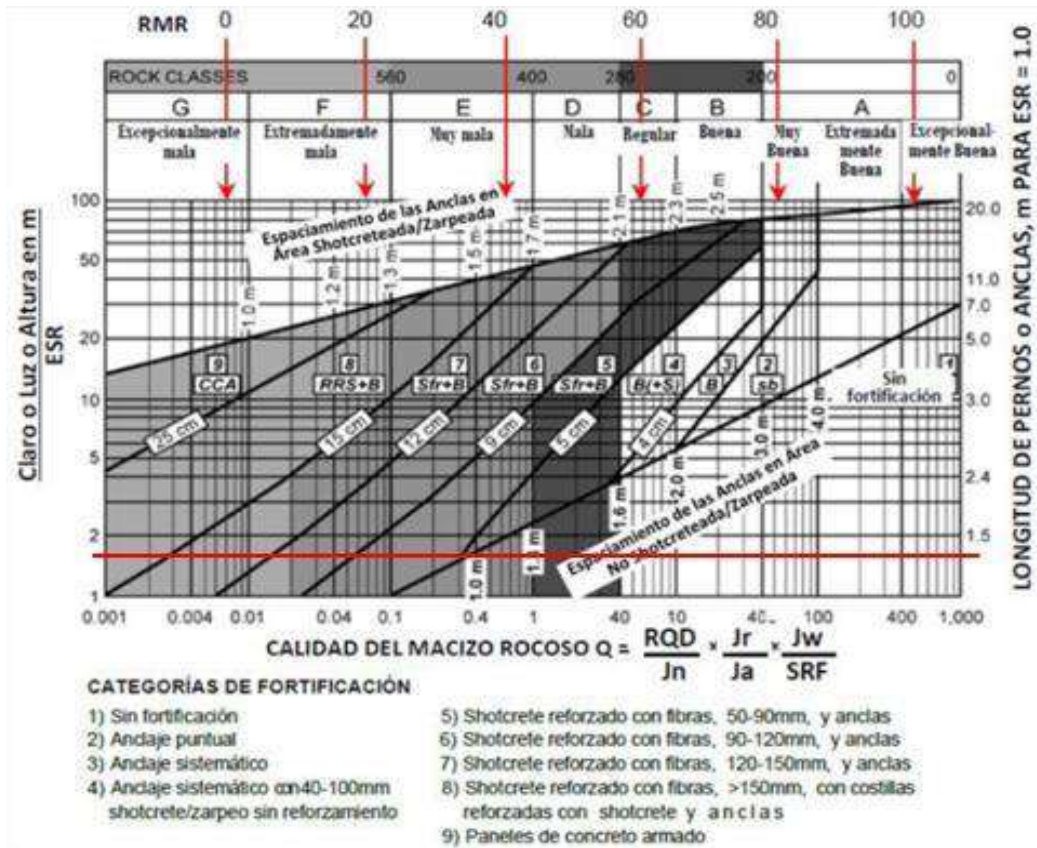
Tabla N° 38 Valores del ESR para diferentes tipos de excavación en el nivel 4300 de la veta millet

Evaluación del ESR (Excavation Support Ratio).		
CLAVE	TIPO DE EXCAVACIÓN	ESR
1	Excavaciones mineras temporales	3-5
B	Pozos verticales de sección circular	2.5
C	Excavaciones mineras permanentes, túneles hidráulicos, túneles piloto, pozos planos, excavaciones iniciales de gran sección	1,6
D	Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles carreteros y ferroviarios de sección media	1,3
E	Cavernas hidroeléctricas, túneles de gran sección, excavaciones militares, emboquiles de túneles	1,0
F	Instalaciones nucleares, estaciones de ferrocarril e instalaciones industriales	0,8

Fuente: Hoek et I (1995)

Con estos valores obtenidos de 1.88 y 1.0, respectivamente y ubicamos el punto en la línea de las coordenadas (eje Y) una línea horizontal (color rojo) hacia la línea de las abscisas (eje X), todos los valores que se intersecten con el RMR con esta línea son el punto de partida del tipo de sostenimiento sugerido para colocar en nuestras excavaciones mineras.

Figura N° 56 Valores del Claro vs ESR y RMR de la excavación para colocar el sostenimiento sugerido en el nivel 4300 veta millet



Fuente : Hoek et l (1995)

Cálculo de la longitud de los pernos de sostenimiento

Para el cálculo de la longitud de los pernos de sostenimiento se aplicara la formula siguiente:

$$L = 1.4 + (0.18 \times W)$$

Dónde:

L = Longitud del perno

W = Ancho de la labor



$$L = 1,4 + (0,18 \times W) \text{ en metros}$$

Calculo del espaciamento de los pernos

Para el cálculo del espaciamento de los pernos de sostenimiento se aplicara la formula siguiente:

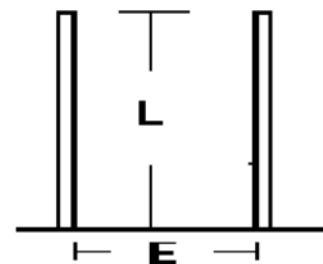
$$L = 1.5 - 2.0 E$$

Dónde:

1.5 = Se aplica para terreno regular

2.0 = Se aplica para terreno malo

L = Longitud del perno

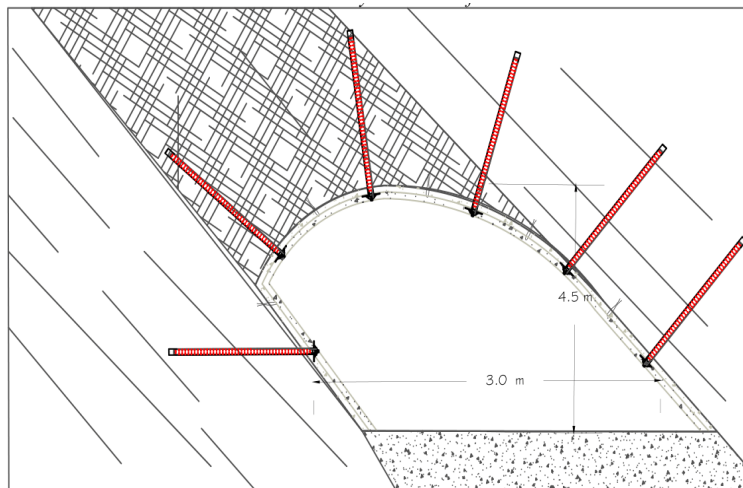


E = Espaciamiento de los pernos

Esquema Grafico de sostenimiento

Esquemas para secciones de 4.00 X 4.00 m

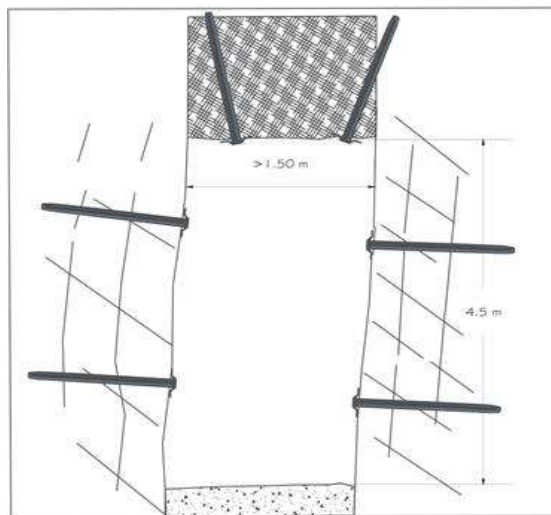
Figura N° 57 Sostenimiento en secciones 4.0 x 4.0 m en el nivel 4300 veta millet



Fuente: planeamiento Hochschild

Esquema para secciones de 4.0 X 4.0m con buzamiento que varía de 90° a 45°

Figura N° 58 Sostenimiento en secciones 1.2 x 2.4 en el nivel 4300 veta millet



Fuente: planeamiento Hochschild

2.4.11. Estabilidad global de tajeos

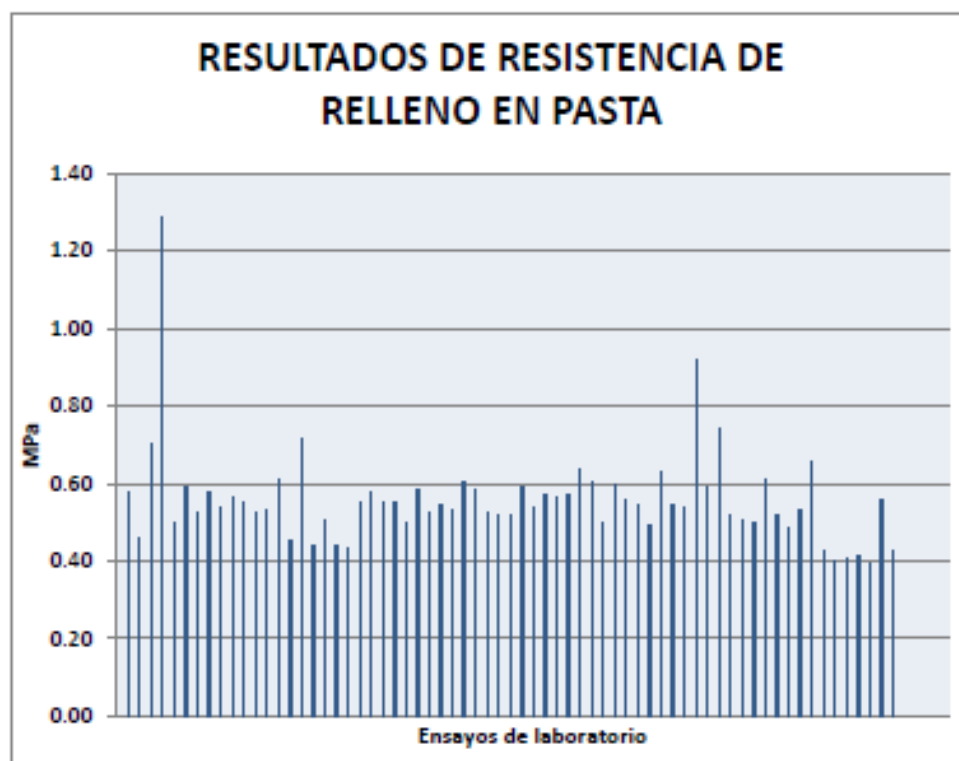
Características del relleno en pasta

Para la evaluación de estabilidad global de tajeos fue necesario establecer las características del relleno en pasta, sobretodo la resistencia a la compresión y sus propiedades elásticas, módulo de elasticidad (E).

Los ensayos de resistencia a la compresión corresponden a muestras de los meses de enero, febrero y marzo del 2018, se realizaron un total de 400 ensayos de los cuales se obtuvieron como valores mínimos y máximos de 0.35 y 1.45. A continuación, se muestra un gráfico resumen de los resultados obtenidos, cuyo valor promedio resultó en 0.58.

El módulo de Elasticidad del relleno en pasta se encuentra en el orden de 400 a 500 MPa.

Figura N° 59 Resumen de resultados de ensayo de relleno en pasta



Fuente : geomecanica Hochschild

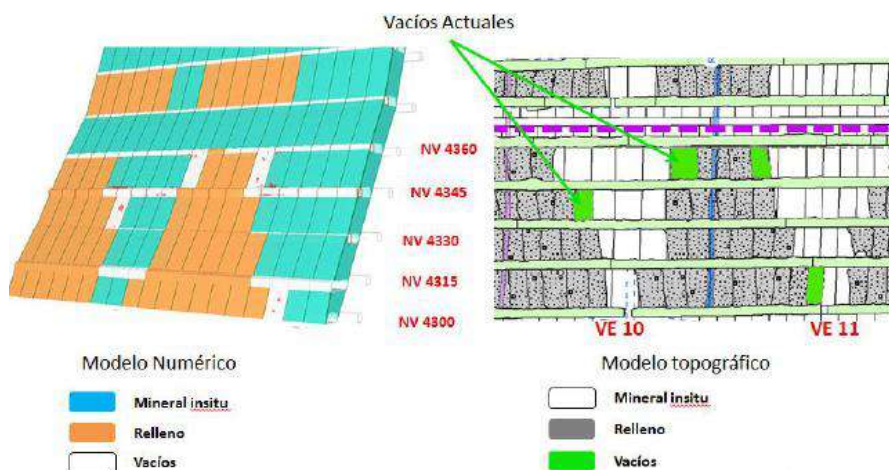
Análisis de estabilidad de vacíos

El presente análisis muestra las condiciones de estabilidad actuales y en el peor escenario, para los tajos abiertos.

Este análisis fue desarrollado en la zona Central Baja, donde se encuentra la mayor concentración de vacíos actualmente. Es analizada la perturbación de la roca adyacente en la infraestructura permanente y también la capacidad del sostenimiento instalado.

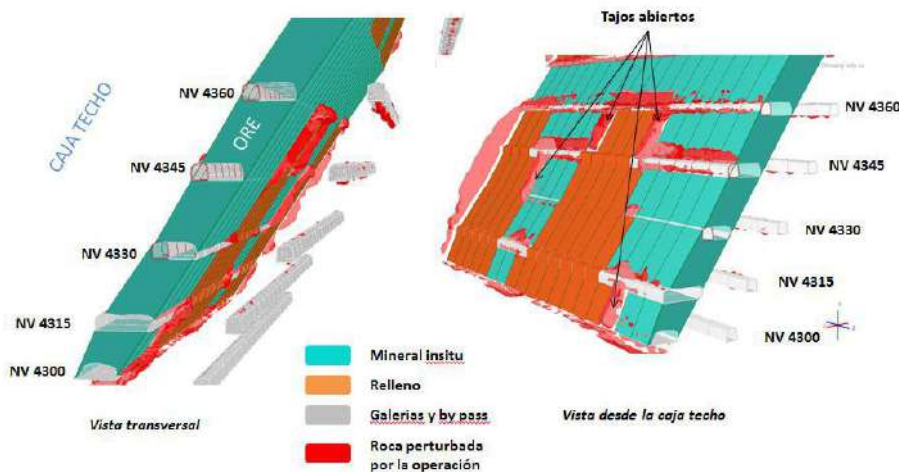
Los análisis fueron realizados empleando métodos numéricos, (RS3 Rocscience), y el análisis de factor “SRF” (stress reduction factor), de Barton. En la actualidad, la condición de aberturas no presenta problemas de esfuerzos que podrían afectar la estabilidad de nuestras labores

Figura N° 60 Condición actual de los vacíos de Zona Central Baja



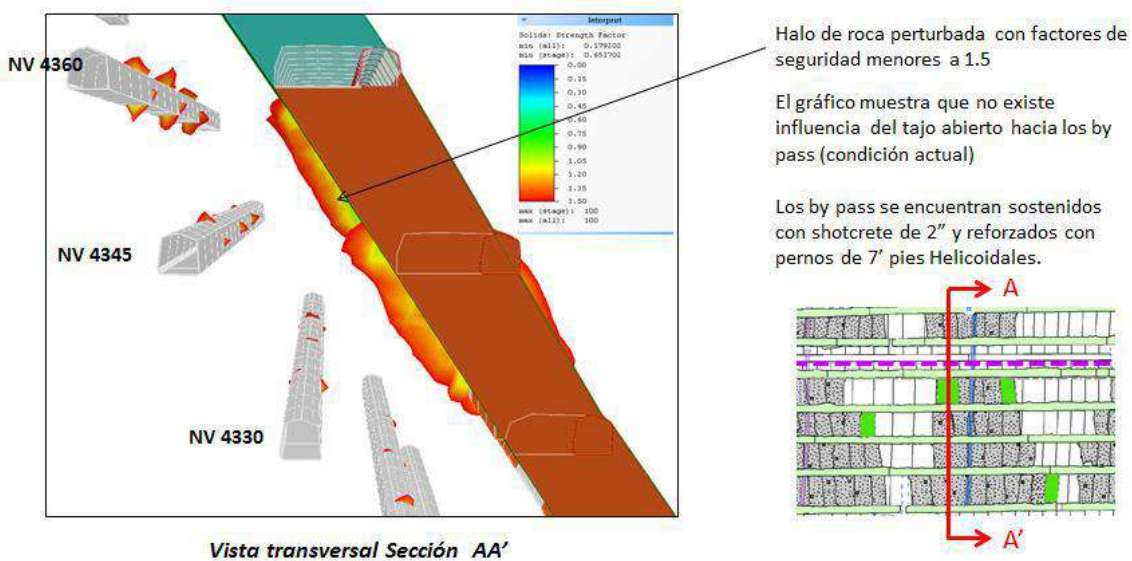
Fuente : geomecanica Hochschild

Figura N° 61 Influencia de los tajos abiertos hacia la infraestructura cercana (tajo)



Fuente : geomecanica Hochschild

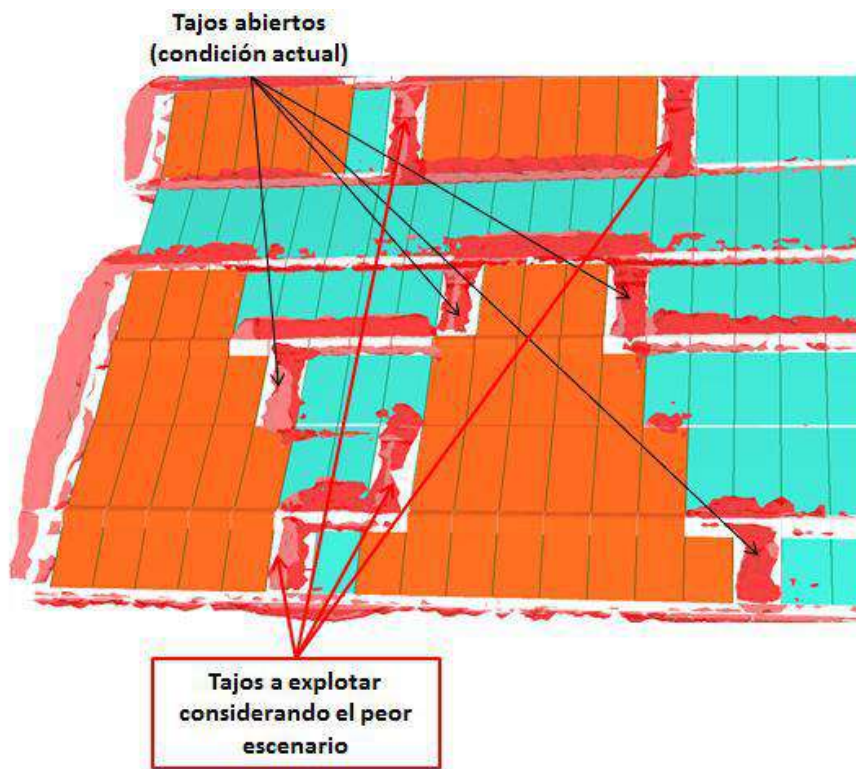
Figura N° 62 Influencia de los tajos abiertos hacia la infraestructura tajo



Fuente : geomecanica Hochschild

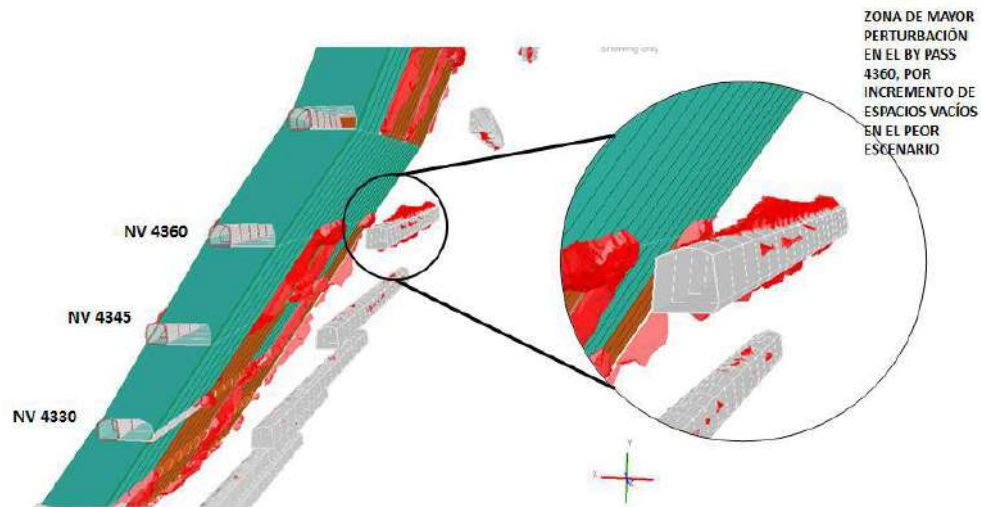
En el siguiente gráfico se muestran los tajos pendientes a ser minados, continuando con la secuencia operativa. Manteniendo aún las aberturas actuales de los tajos sin rellenar. Bajo este escenario nuestros accesos aún se presentan estables, por el sostenimiento empleado. Sin embargo, existe una mayor perturbación en la corona del BP 4360. Esta condición se muestra en la siguiente diapositiva.

Figura N° 63 Espacios vacíos máximos permitidos por el método



Fuente : geomecanica Hochschild

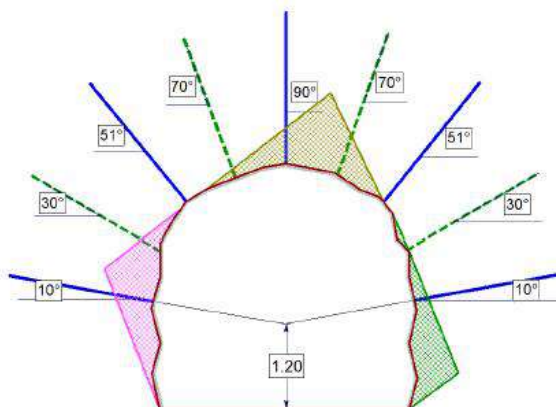
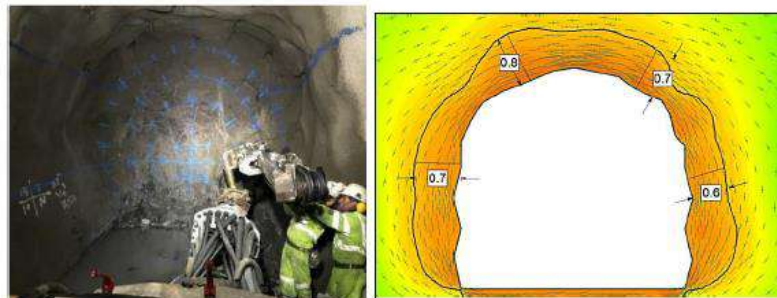
Figura N° 64 Escenario de mayor perturbación en la roca por incremento de jatos sin rellenar (peor escenario)



Fuente : geomecanica Hochschild

El sostenimiento de los tajos, cuenta con shotcrete y empernado a un espaciamiento de 1.5x1.5 m. lo que hace 1.66 pernos por metro de avance. Teniendo un halo desconfinado de 0.8 m en la corona, el peso del terreno inestable es de 8.64 TM por metro de avance. Lo que representa un Factor de seguridad mayor a 2.0.

Figura N° 65 Sostenimiento de los tajo del nivel 4300 veta Millet



Fuente : planeamiento Hochschild

La concentración de esfuerzos inducidos por la condición más desfavorable de espacios abiertos, genera un factor de competencia entre 5 a 10. Lo que significa una condición próxima a inestabilidad en las paredes de la excavación. Lo cual es contrarrestado con el sostenimiento actual. Por otro lado esta condición no produce inestabilidad global ni estallido de roca.

Figura N° 66 Análisis de esfuerzos inducidos vs resistencia de la roca

DESCRIPTION			VALUE	NOTES
6. STRESS REDUCTION FACTOR			<i>SRF</i>	
<i>b. Competent rock, rock stress problems</i>				
	σ_2/σ_1	σ_2/σ_3		2. For strongly anisotropic virgin stress field
H. Low stress, near surface	> 200	> 13	2.5	(if measured): when $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, reduce σ_2
J. Medium stress	200-10	13-0.66	1.0	to $0.8\sigma_2$ and σ_1 to $0.8\sigma_1$. When $\sigma_1/\sigma_3 > 10$,
K. High stress, very tight structure (usually favourable to stability, may be unfavourable to wall stability)	10-5	0.66-0.33	0.5-2	reduce σ_2 and σ_1 to $0.6\sigma_2$ and $0.6\sigma_1$, where
L. Mild rockburst (massive rock)	5-2.5	0.33-0.16	5-10	σ_c = unconfined compressive strength, and
M. Heavy rockburst (massive rock)	< 2.5	< 0.16	10-20	σ_t = tensile strength (point load) and σ_1 and σ_3 are the major and minor principal stresses.
<i>c. Squeezing rock, plastic flow of incompetent rock under influence of high rock pressure</i>				
N. Mild squeezing rock pressure			5-10	3. Few case records available where depth of crown below surface is less than span width.
O. Heavy squeezing rock pressure			10-20	Suggest <i>SRF</i> increase from 2.5 to 5 for such cases (see H).
<i>d. Swelling rock, chemical swelling activity depending on presence of water</i>				
P. Mild swelling rock pressure			5-10	
R. Heavy swelling rock pressure			10-15	

Fuente :Hoekel (1995)

Del presente análisis se puede determinar que el estado actual de espacios vacíos en los tajos de T.L., no representa una condición desfavorable para la infraestructura permanente. Asimismo, que la secuencia de minado, no permite abrir más espacios vacíos en la zona que la presente en el peor escenario, (evaluado en este análisis).

La perturbación de la roca producto del minado en el peor escenario, es contrarrestado por el sostenimiento aplicado en la labor. El factor de seguridad de nuestro sostenimiento permanente es mayor a 2.0 (By pass y labores permanentes). El máximo número de tajos abiertos por "árbol" es de 4 (cuatro).

Actualización de la cartilla geomecánica

Objetivos

- Facilitar el uso de las cartillas GSI en sus diferentes aplicaciones para colocar el sostenimiento adecuado al tipo de labor minera.
- Adecuar al conocimiento de clasificación GSI el tipo de roca en sistema RMR para que el trabajador sepa en qué terreno está trabajando.

- Difundir la definición e instalación correcta y oportuna de los diferentes tipos de sostenimiento utilizados.
- Incluir en el planeamiento y diseño de las excavaciones, los conceptos básicos de la geomecánica.
- Elaborar una cartilla geomecánica simple básica y entendible para los trabajadores en general.

Conceptos Básicos

- Geología. - Ciencia que se centra en la disposición de la Tierra y en cada uno de los ciclos que se producen en ella (rocas, tectónica, vulcanismo, etc.).
- Geomecánica. - ciencia que nos ayuda a interpretar la forma de comportarse del macizo pétreo, considerando los puntos de vista topográficos y los sistemas comprometidos con él.
- Macizo rocoso. - Es el macizo pétreo además de las discontinuidades.
- Discontinuidades. - Planos de grietas que influyen en la progresión de la piedra, como cuestiones, capas, diaclasas, etc. (Gonzales, 2002).

Clasificaciones geomecánicas

Índice de Calidad de Roca (RQD)

Existe la necesidad de evaluar la habilidad de la masa de piedra como una razón típica de la correspondencia de las medidas geomecánicas guía para el plan, el desarrollo, la supervisión y la conclusión de las operaciones de metro 21 este tipo de datos y la mejora de las guías del plan de diseño de roca. La lista de calidad de la piedra, conocida como RQD (Deere, 1964), es uno de los marcos más generalmente utilizados para retratar la capacidad del macizo rocoso (Cabello, 2018).

La RQD otorga una calificación al macizo rocoso, del 100% (generalmente capaz) al 0% (menos hábil: estado del suelo). Traducción de la estimación RQD.

Tabla N° 39 Interpretación de valores del RQD (Deere, 1964)

Descripción del índice de calidad de roca	Valor del RQD
Muy pobre	0 - 25
Pobre	25 - 50

Regular	50 - 75
Buena	75 - 90
Excelente	90 - 100

Fuente : Hoek et l (1995)

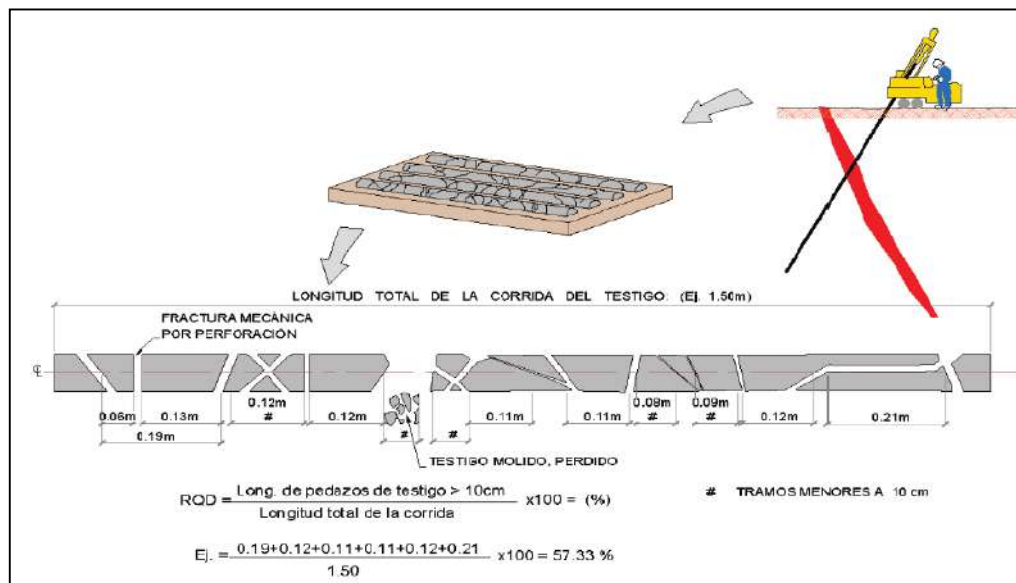
El marco depende de la estimación de la recurrencia de la cantidad de grietas regulares presentes en la masa de piedra hacia el camino que se está estimando. Asumiendo que la recurrencia de roturas se expande, la estima RQD disminuye.

La estimación RQD es la proporción comunicada como nivel de la cantidad de todas las piezas de longitudes superiores a 10 cm dividida por la longitud total del recorrido penetrante. La RQD se estima regularmente para cada recorrido de penetración. En cualquier caso, en algunos casos se registra para varias longitudes de perforación, como cada 10 m. Lo importante es cuantificarla dentro de la zona geotécnica equivalente que se caracteriza por el tipo litológico,

A continuación se presentan algunas sugerencias prácticas para la estimación de la RQD:

- La longitud central no recuperada debe recordarse para toda la longitud central.
- Las grietas a lo largo del eje central no deben ser consideradas como roturas y por lo tanto no deben influir en la estimación del RQD.
- No deben tenerse en cuenta las grietas o roturas producidas precisamente o por manipulación.
- Las roturas provocadas por la tensión ("disking" del centro) no deben tenerse en cuenta en las estimaciones.
- La RQD debe evaluarse en centros moderadamente nuevos (algunos pueden desmoronarse).
- Las aberturas de perforación penetradas en varios golpes y zambullidas deberían considerarse para tener una representación superior de la RQD.
- Trate de no alistar como 100% RQD una piedra que no sea excepcionalmente hábil (roca extremadamente cambiada, panizo, etc.) (Castillón, 2018).

Figura N° 67 Proceso comúnmente usado para evaluar el valor del RQD de un testigo (ACG, 2003)



Fuente: Hoek et I (1995)

Sistema RMR de Bieniawski (1989)

El marco Stone Mass Rating (RMR) fue creado por Bieniawski, y agrupa los macizos rocosos de 0 a 100 lugares, siendo 0 para piedra excepcionalmente terrible y 100 para piedra generalmente excelente. Las formas más utilizadas son la RMR76 y la RMR89, véanse las tablas 1 y 2:

1. Fuerza de la piedra sin defectos.
2. Registro de calidad de la roca RQD.
3. Dispersión de la discontinuidad
4. Estado de las discontinuidades
5. Circunstancias de las aguas subterráneas.

Tabla N° 40 Interpretación de los valores de RMR, adaptado a UM Inmaculada en el nivel 4300 veta millet

CALIDAD ROCA	TIPO	COLOR	RMR
BUENA	II - A		61 - 80
REGULAR A	III - A		51 - 60
REGULAR B	III-B		41 - 50
MALA A	IV-A		31 - 40
MALA B	IV-B		21 - 30
MUYMALA	V		0 - 20

Fuente: (Bieniawski, 1989)

Tabla N° 41 Parámetros RMR para mapeo geomecánico

CLASIFICACIÓN RMR (ROCK MASS RATING, BIENIAWSKI, 1989)									
1	Resistencia de la roca intacta	Picota	R6	R5	R4	R3	R2	R1	
		Is(50)	>10 Mpa	4-10	2-4	1-2	Se prefiere UCS		
		UCS	>250MPa (15)	100-250 Mpa (12)	50-100MPa (7)	25-50 (4)	5-25 (2)	1-5 (1)	<1 (0)
		VALORACIÓN			7				
2		RQD	90-100% (20)	75-90% (17)	50-75% (13)	25-50% (8)	<25% (3)		
		VALORACIÓN					3		
3		Espaciamiento	> 2 m (20)	0.6 -2 m (15)	200 - 600 mm (10)	60 - 200 mm (8)	< 60 mm (5)		
		VALORACIÓN				8			
4	Condición de las discontinuidades		Superficies muy rugosas Discontinuas, no hay separación de , paredes intactas (30)	Superficies ligeramente rugosas, separación<1mm, paredes lig. Meteorizadas (25)	Superficies ligeramente rugosas, separación<1mm, paredes altamente Meteorizadas (20)	Superficies pulidas o relleno de falla <5 mm de espesor, ó separación 1-5mm continuas (10)	Relleno de falla suave >5mm de espesor ó sepración > 5mm continuas (0)		
		VALORACIÓN			19				
5	Agua subterránea		Totalmente seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteando (4)	Fluyendo (0)		
		VALORACIÓN	15						
6	Ajuste por orientación de discontinuidades para Túneles y minas		Muy favorable (0)	}	Regular (-5)	Desfavorable (-10)	Muy desfavorable (-12)		
		VALORACIÓN							

Fuente : (Bieniawski, 1989)

Sistema Q

El marco Q fue creado en la NGI para la planificación de desenterramientos de tranvías, en su mayoría madrigueras. Este marco ha sido continuamente mejorado y refrescado, siendo la última actualización en 2007, que incorpora exámenes científicos respecto al espesor, separación y soporte de curvas construidas apoyadas con hormigón proyectado (RRS) como componente de la escombrera y la naturaleza de la masa pétreo, así como la retención de energía del hormigón proyectado (Oviedo, 2019).

El sistema Q es un marco de ordenación del macizo rocoso en cuanto a la seguridad de los desenterramientos de tranvías para dar una representación de la calidad del macizo rocoso. El Q-Framework depende de la evaluación de seis límites libres y comunica la calidad Q de la roca como componente de estos límites.

Donde:

RQD = Índice de calidad de la roca

Jn = Parámetro basado en el número de familias de discontinuidades

Jr = Parámetro basado en la rugosidad de las discontinuidades

Ja = Parámetro basado en la alteración de las discontinuidades

Jw = Parámetro basado en la presencia de agua

SRF = Factor de reducción de esfuerzos

Tabla N° 42 Interpretación del índice Q (Barton, 1974)

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

Fuente : (Barton, 1974)

INDICE GSI (Índice de Resistencia Geológica)

El Archivo de Resistencia del Terreno (GSI) es un registro de representación de la masa rocosa que evalúa la masa rocosa a la luz de dos modelos: la construcción geográfica y el estado de la superficie conjunta. Es ampliamente reconocido en Perú debido a su usabilidad entre la fuerza de trabajo de las tareas.

Ficha GSI alterada - La lista GSI fue alterada por Vallejo (2002) con el objetivo de involucrar las primeras tablas de forma viable y básica para agrupar subjetivamente la masa pétreo y sugerir la ayuda esperada. Deve ser notado que a lista GSI foi inicialmente desenvolvida com toda a intenção de adquirir limites para as medidas de decepção Hoek e Earthy colored, por isso Vallejo recorre às equivalências do GSI com o RMR para sugerir e estimar o apoio. Las tablas terminan siendo excepcionalmente de sentido común para ser utilizado exclusivamente para los compañeros de equipo o trabajadores, en cualquier caso, se relacionará con la facultad particular de la región geomecánica de cada organización, la variación particular, así como la evaluación y, además, la corrección de su aplicación (Mamani, 2022).

Elaboración de la cartilla geomecánica GSI

Con los conocimientos de los principales sistemas de clasificación geomecánica (RMR, Q y GSI), tomamos como referencia la tabla GSI propuesta por C. Vallejo 2002.

Según las tablas; tenemos rocas con marcos de grietas que van desde marginalmente agrietadas (LF) a fuertemente agrietadas (IF) y en condiciones de roca grandes (B) a excepcionalmente pobres (MP). Asimismo, hemos colocado lo que podría compararse con el GSI y RMR que aparece en la Tabla 3 con sus clases de piedra para que el excavador pueda situar no obstante el GSI la clase de roca RMR y la Clase de Piedra, luego conectando estos dos marcos presentamos la Tabla 3, donde se puede ver el valor en sus equivalencias entre el RMR y GSI con la clase de roca.

Tabla N° 43 Equivalencias del RMR y GSI con el tipo de roca y clase

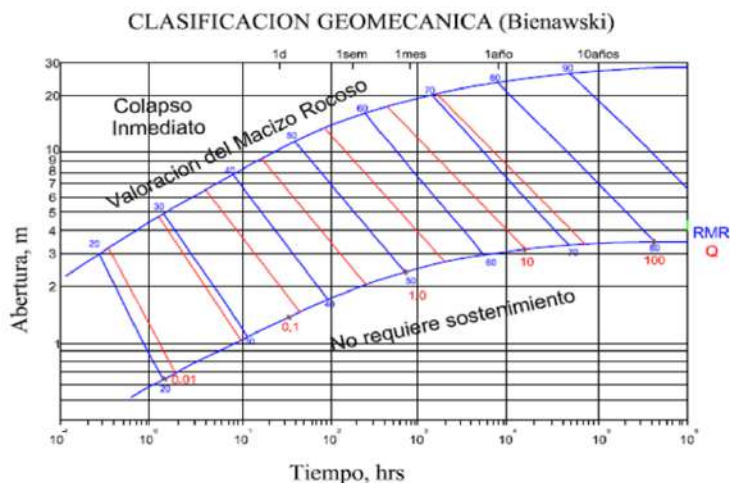
TIPO DE ROCA	CLASE	COLOR	RMR	GSI
BUENA	II	AZUL	61 - 80	LF/B, LF/R, LF/P, F/B, F/R
REGULAR - A	III - A	VERDE	51 - 60	F/R, F/P, MF/B, MF/R, IF/B
REGULAR - B	III - B	AMARILLO	41 - 50	F/P, F/MP, MF/R, MF/P, IF/B, IF/R
MALA - A	IV - A	ANARANJADO	31 - 40	F/MP, MF/P, MF/MP, IF/R, IF/P
MALA - B	IV - B	ROJO	21 - 30	MF/MP, IF/P, IF/MP
MUY MALA	V	CAFÉ	0 - 20	IF/MP

Fuente : Hoek et l (1995), (Bieniawski, 1989)

Calculo de máxima abertura estable

El cálculo de la máxima abertura estable se realizó en base al Abaco de tiempos de autosoporte vs tipo de roca RMR y aberturas de la excavación de Bieniawski, por ejemplo para una abertura de 4.0 m, el RMR mínimo es 25 antes de pasar a la zona de inestabilidad, por lo tanto la máxima abertura estable para un RMR de 20 es de 4m, y según el ábaco de Bieniawski el tiempo de autosoporte será de 3 hrs, sin embargo, por política de empresa se aplica “disparos realizado disparo sostenido”, ver tabla 8.

Figura N° 68 Gráficos de los tiempos de autosoporte vs abertura y RMR



Diseño del tipo de sostenimiento.

Para realizar el diseño del sostenimiento debemos primero comprender que es el sostenimiento; que es un estándar de sostenimiento y para qué sirve.

¿Qué es el sostenimiento? Es todo aquel elemento estructural que se coloca dentro del macizo rocoso o bien en el perímetro externo del macizo rocoso para evitar desprendimientos de roca o evitar el movimiento de la masa rocosa ante una abertura.

¿Qué es un estándar de sostenimiento? Un estándar es un documento establecido por TIPO DE ROCA, y aprobado por el especialista en mecánica de rocas

¿Para qué sirve? Un estándar sirve para asegurar la calidad del sostenimiento y los requisitos mínimos aceptables para asegurar la estabilidad de la excavación minera.

En la unidad minera Inmaculada se utilizan diferentes elementos de sostenimiento siendo los más representativos: Pernos, Shotcrete, Cables, Cimbras, Cintas Strapp, Mesh Strapp y de acuerdo a estos tipos de sostenimiento se describe a que grupo pertenecen y su aplicación de acuerdo al tipo de labor minera (permanente y/o temporal) y su respectivo diseño.

Pernos de anclaje: De acuerdo a los tipos de anclaje que se tiene en la UM Inmaculada se tiene pernos por adherencia y por fricción.

Pernos por adherencia:

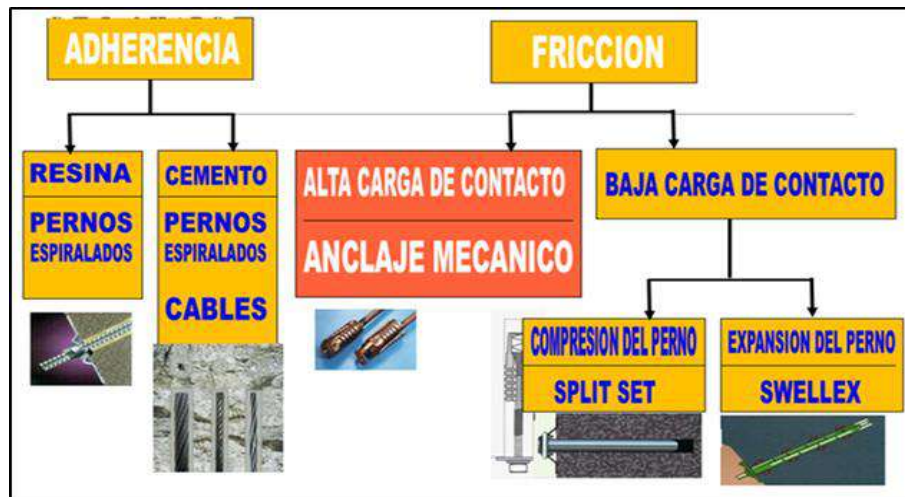
- Pernos de barra helicoidal, son aquellos que colocamos con cartuchos de resina y cartuchos de cemento
- Cable bolt, son aquellos que colocamos con lechada de cemento

Pernos de fricción:

Pernos expansivos, son aquellos que usamos como los “tipo swellex”, pernos que se inflan con presión neumática y retienen agua en su interior y otros retienen aire y tienen una válvula al final del casquillo como indicador de capacidad de carga

- Pernos de compresión, son aquellos que usamos los tipo split set

Figura N° 69 Tipos de pernos por adherencia y fricción



Fuente: planeamiento Hochschild

Shotcrete: Combinación de hormigón, totales y agua que se vierte neumáticamente desde una boquilla en un punto para obtener una masa espesa y homogénea. El hormigón proyectado suele consolidar aditivos y filamentos o una mezcla de ambos.

En UM Inmaculada usamos shotcrete vía húmeda y usamos robots lanzadores para su aplicación y el traslado del shotcrete es con Mixkret con capacidad de 4m3 por viaje.

Figura N° 70 Lanzado de shotcrete vía húmeda con brazo robótico



Fuente propia

Malla Electrosoldada: Sostiene y apoya la separación superficial de las rocas, para alejar una condición de caída de piedras en obras de metro, secciones, desintegración de paredes rocosas, inclinaciones, entre otros. Es ideal para ser utilizado como componente de soporte en estructuras de hormigón proyectado (hormigón armado).

Figura N° 71 Mallas electrosoldada



Fuente propia

Diseño del tipo de sostenimiento: Para realizar el cálculo del tipo de sostenimiento se deberá tomar en cuenta los parámetros iniciales del ábaco de Grimstad y Barton 1993. (Sistema Q) como indicador principal.

2.4.12. Corte y relleno mecanizado ascendente (CRM)

- A largura da fosa está relacionada com a largura ideal de execução do armazón de arrastre ou potencialmente de armazón de limpeza (até 100 metros por cada ala de dupla).
- El nivel típico del tajo será de 3,00 metros estimados a partir de la corona de la rebanada pasada y la corona extendida a minar.
- La anchura del tajo dependerá del equipo de limpieza, 6 y 4 yd3 scooptram.
- En la doble excavación del tajo se considerará como minería en breasting.
- El tajo debe acercarse por el desplazamiento para la sección de material, el acceso de la facultad y la extracción o hardware de respaldo, en su caso.
- El balancín será batido por la longitud del balancín.

- La penetración del tajo utilizará una máquina perforadora de tamaño Kind con aberturas de 12 y 14 pies de longitud, la utilización de la longitud de estas aberturas dependerá de la sugerencia geomecánica.
- La perforación del pozo se completará con la red de perforación estándar.
- La limpieza del mineral se terminará con el hardware scooptram hasta 6 yd³, dependiendo de la fuerza del metal.
- Para la etapa de rellenado, se deberá pensar en incrustaciones detríticas o pegamento según la propuesta geomecánica.
- Apoyo después de cada disparo según la propuesta geomecánica.
- La ventilación se limitará mediante manguitos que entrarán por el pozo desplazándose hasta la parte superior según las directrices.
- El circuito de ventilación será asegurado por la sugerencia de la región de la Administración de Minas.
- Geología verificará la línea de descarga al piso de relleno durante el minado, para controlar el nivel del piso (Flores, 2023).

2.4.13. Corte y relleno semi-mecanizado ascendente (CRSM)

Esta técnica presenta dos variantes: el acceso por pendientes y desplazamiento, y la otra variante, enamorar al equipo de limpieza para que se mantenga alejado de la ejecución de pendientes y desplazamiento.

a) Corte y relleno semi-mecanizado con scoop libre

- La penetración será uniforme, contingente a la sugerencia geomecánica, es vista como minería por Breasting.
- La longitud de la fosa está relacionada con la longitud ideal del acarreo, así como con la ejecución del equipo de limpieza (hasta 100 metros por cada ala de minería).
- El nivel típico del tajo será de 2,7 metros estimados desde el suelo del relleno y la corona extendida a minar.
- La anchura del tajo dependerá del equipo de limpieza, un scooptram de 2,2 yd³.
- Para la penetración en el tajo se utilizarán perforadoras Jackleg con longitudes de perforación de 6 y 8 pies, la utilización de la longitud de estas perforadoras dependerá de la sugerencia geomecánica.
- La perforación del pozo se realizará con la red de perforación estándar.

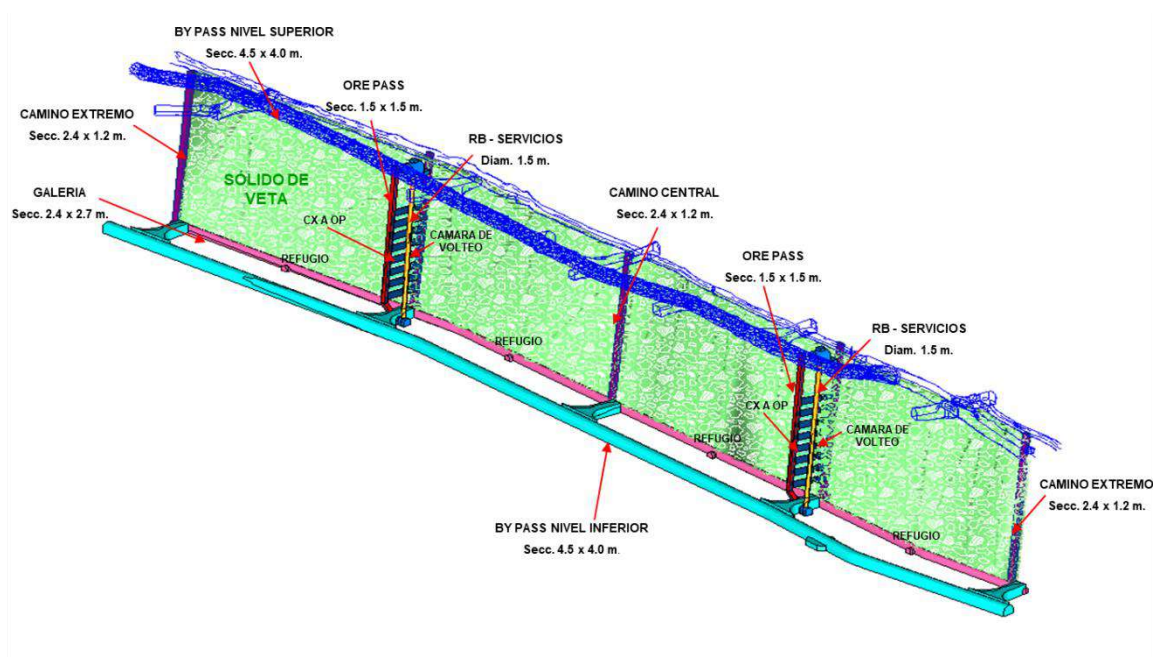
- La limpieza de los metales se realizará con un equipo scooptram de hasta 2,2 yd³, dependiendo de la fuerza del mineral.
- Para la fase de incrustación, deberá pensarse en un relleno detrítico o en cola según la propuesta geomecánica.
- Apoyo después de cada disparo según la propuesta geomecánica.
- La ventilación será constreñida a través de mangas que entrarán por el tajo desplazándose hasta la parte superior según lo indicado por los principios.
- El circuito de ventilación será asegurado por la sugerencia de la región de la Administración de Minas.
- Geografía se estampará la línea de descarga para rellenar el suelo, durante la minería, para controlar el nivel del suelo.

b) Corte y relleno semi-mecanizado con scoop cautivo

- La penetración será nivelada, contingente a la propuesta geomecánica, es vista como minería por Breasting.
- A largura da fosa está relacionada com a largura ideal da execução do acarrete ou potencialmente do ferramental de limpeza (até 80 metros para cada ala de minado).
- El nivel típico del tajo será de 2,7 metros estimados desde el suelo del relleno y la corona extendida a minar.
- La anchura del tajo dependerá del hardware de limpieza, 0,75 yd³ microscop.
- En el abuso de la fosa será visto como la minería en el pecho y la mejora, en función de la propuesta geomecánica.
- La penetración del pozo se realizará con una máquina perforadora Jackleg con aberturas de 6 y 8 pies de longitud, la utilización de la longitud de estas aberturas dependerá de la propuesta geomecánica.
- La perforación del pozo se realizará con la red de perforación estándar.
- La limpieza de los metales se terminará con herrajes microscop de 0,75 yd³.
- Para la etapa de incrustación, el relleno detrítico o la cola serán vistos según lo indicado por la sugerencia geomecánica.
- Apoyo después de cada disparo por la propuesta geomecánica.
- La ventilación será constreñida a través de mangas que entrarán por las calles focales y finales.

- O circuito de ventilação será assegurado pela proposta da região das Administrações da Mina.
- La geografía estampará la línea de rasante al piso de relleno, durante el minado, para controlar el nivel del piso (Flores, 2023).

Figura N° 72 Corte y relleno ascendente semi-mecanizado con scoop nivel 4300 de la veta millet



Fuente : geomecanica Hochschild

2.4.14. Corte y relleno convencional ascendente (CRC)

a) Corte y relleno convencional con Realce

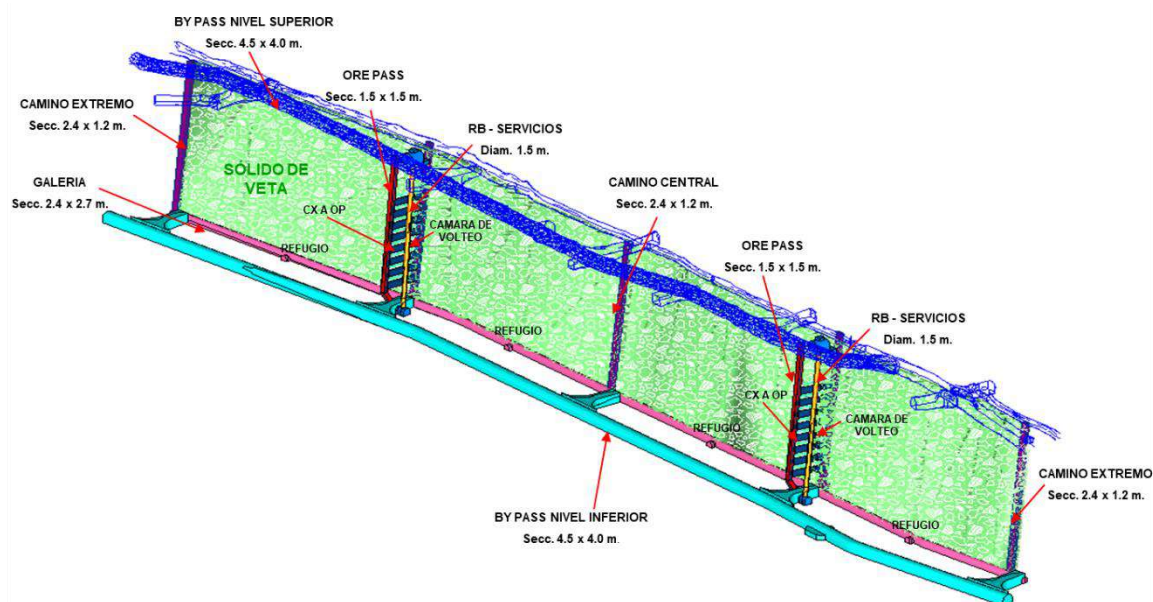
- La penetración será vertical, contingente a la sugerencia geomecánica.
- El nivel de corte potente del tajo será de 2,0 metros estimados a partir de la corona del tajo pasado y de la corona extendida a ser minada.
- La penetración se termina con una máquina de luz Jack Leg con un taladro de 6 - 8 pies y una herramienta de perforación de 38 - 41 mm.
- La ayuda en las operaciones mineras se termina con métodos regulares con pernos de molienda, celosía electrosoldada, madera y sus mezclas según la conducta geomecánica del macizo de piedra.
- La limpieza de metales se termina utilizando cabrestantes eléctricos hasta el paso de mineral situado a lo largo de estas líneas y se extrae a un nivel inferior mediante volquetes.

- Para la fase de relleno, debe pensarse en la incrustación detrítica o en la cola, según indique la propuesta geomecánica.
- La longitud de la fosa está relacionada con la longitud ideal de ejecución del malacate (hasta 40 metros por cada ala minera).
- La ventilación se limitará a través de manguitos que entrarán por las calles extremas.
- El circuito de ventilación deberá ser garantizado por la propuesta de la región de las Administraciones de Minas.

b) Corte y relleno convencional con Breasting

- La perforación será horizontal, esto dependiendo a la recomendación geomecánica.
- El nivel típico del tajo será de 2,4 metros estimados desde el piso de relleno y la corona extendida a minar.
- La penetración se finalizará con una máquina ligera Jack Leg con un taladro de 6 a 8 pies y un diámetro de 38 a 41 mm.
- La ayuda en las actividades mineras se realiza con procedimientos habituales con pernos de rejilla, sección electrosoldada, madera y sus mezclas según el comportamiento geomecánico del macizo pétreo.
- La limpieza mineral se realiza mediante tornos eléctricos hasta el paso metálico situado a lo largo de estas líneas y se retira desde un nivel inferior mediante camiones volquete.
- Para la etapa de incrustación se debe considerar relleno detrítico o pegamento según sugerencia geomecánica.
- La longitud del tajo está relacionada con la longitud ideal de ejecución del cabrestante (hasta 40 metros por cada ala minera).
- La ventilación se limitará a través de mangas que entrarán por las calles finales.
- El circuito de ventilación debe ser asegurado por sugerencia de la región de Administraciones Mineras (Flores, 2023).

Figura N° 73 Corte y relleno convencional ascendente nivel 4300 veta Millet



Fuente : geomecnica Hochschild

2.4.15. Método de Minado por Taladros Largos

Es adecuado en vetas con hundimientos superiores a 50 grados y potencia superior a 2 metros, existen dos versiones: Taladros Largos Longitudinales y Cruzados, y de 2 a 10 metros de fuerza en caso de longitudinales y potencias mayores. de 10 m se explotarán con perforadoras largas cruzadas. Para la minería mediante la técnica de apertura larga longitudinal y transversal, se espera acceder desde un By Pass en la caja de piso a la veta y establecer un subnivel a lo largo del curso de la veta.

La técnica de funcionamiento para la estrategia de minería de apertura longitudinal y cruzada es la siguiente:

- Perforación de Aberturas de Taladro Largo en asientos entre niveles de 6 a 20 m. de alto, con herrajes penetrantes positivos y negativos.
- Extracción de minerales en vista de impactar aberturas largas.
- Relleno de cola así como establecido.

Para la estrategia minera actual se pensó en la geomecánica y aspectos de la construcción, simultáneamente con estas cualidades se trabajó el plano de la mina, teniendo las operaciones primarias en la caja de piso.

El plan de minado mediante Perforaciones Longitudinales y Cruzadas se fundamenta esencialmente en la forma de comportarse de las cajas que contienen la estructura

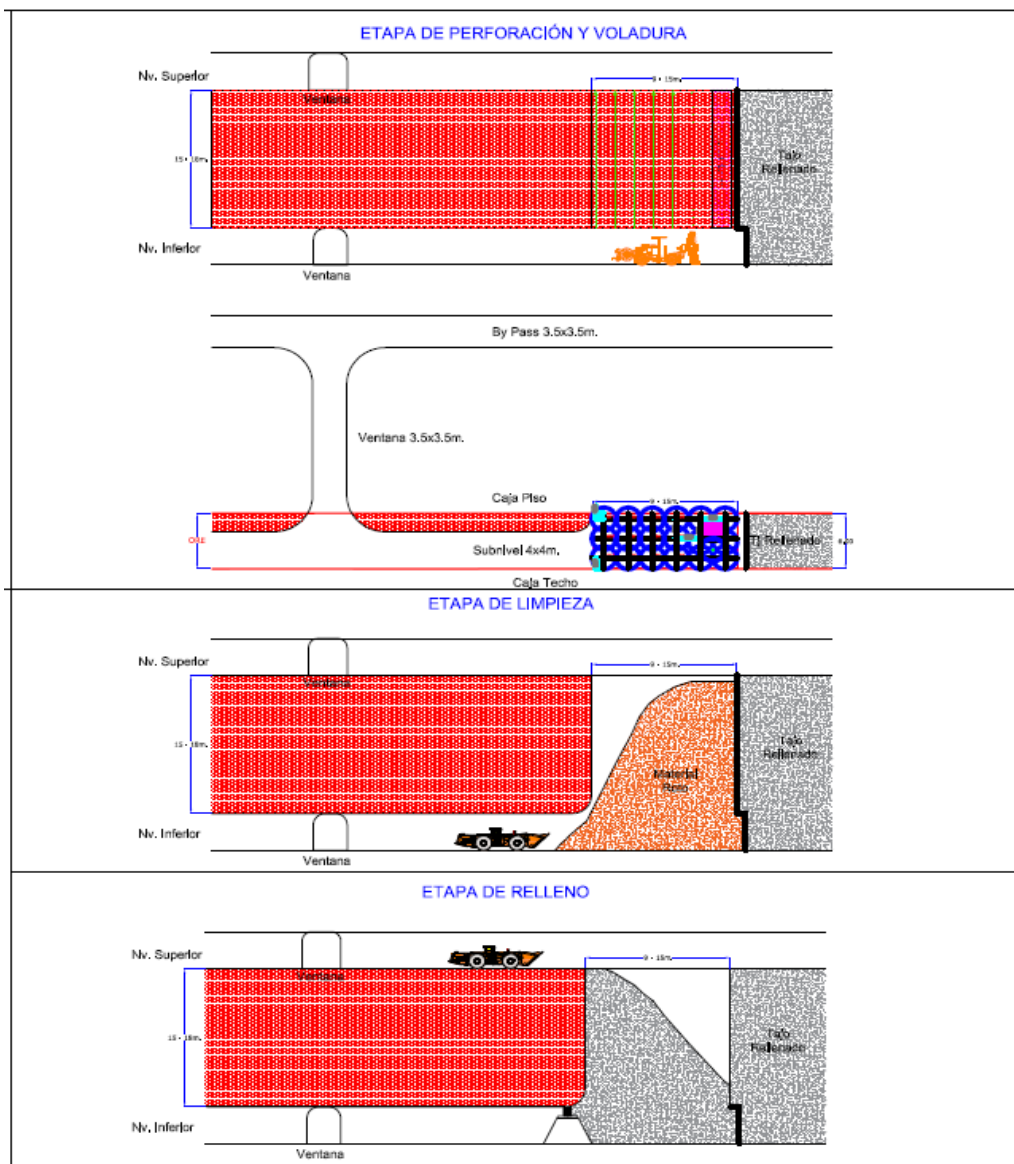
mineralizada. Con una información decente sobre estos datos, es muy posible que no esté del todo resuelto:

- Tamaño y estado de los displays.
- Nivel entre niveles.
- Longitud y anchura más extremas a considerar
- Plano de la red de penetración e impacto.
- Apilamiento e impactación de estrategias.

La disposición minera comienza desde el punto focal del tajo, extrayendo lo más lejos posible.

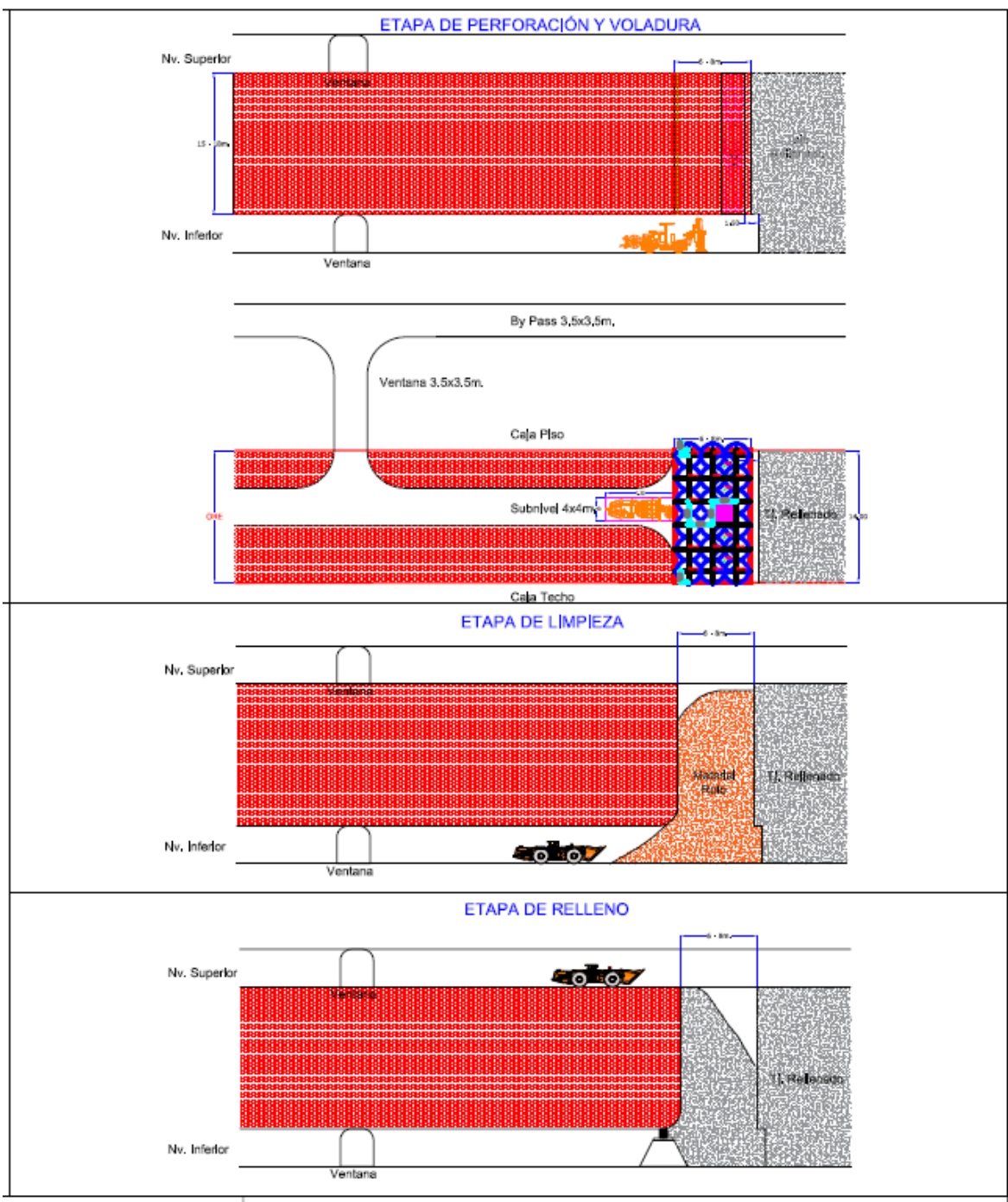
Se plantea un talud desde el cual se extienden los brazos lo más lejos posible, para sacar el mineral estropeado y así ingresar al relleno. Estos desvíos se crean en la caja del suelo a una distancia de entre 10 y 20 metros del contacto mineral.

Figura N° 74 Minado por Taladros Largos Longitudinales



Fuente : geomecanica Hochschild

Figura N° 75 Minado por Taladros Largos Transversales



Fuente : geomecanica Hochschild

2.5. RELLENO

Relleno en Pasta y Cementado

2.5.1. *Relleno en pasta*

Descripción de procesos planta relleno en pasta

La planta de ciclo pretendía generar un 66% de sólidos en peso de incrustaciones utilizando relaves desintoxicados (40% de sólidos) provenientes de la acción de la planta de beneficio de minerales, agua actual proveniente de la colaboración del espesamiento de relaves y el desarrollo de cemento Portland tipo 1 al 7% en peso de relaves secos.

Diseño de mezcla patrón (actualmente producido en mina)

Tabla N° 44 Diseño de mezcla patrón

Diseño de mezcla - relleno pasta			
Resistencia	0.4 Mpa	0.3 Mpa	0.2 Mpa
Pared expuesta (m)	3.1- 10.0	< 3.0	Cierres de grilla
Diseño de mezcla			
Cemento Tipo 1 (Kg)	80	60	40
Relave (Kg)	1574	1607	1627
Agua recuperada (Lt)	76	0-20	0 - 20

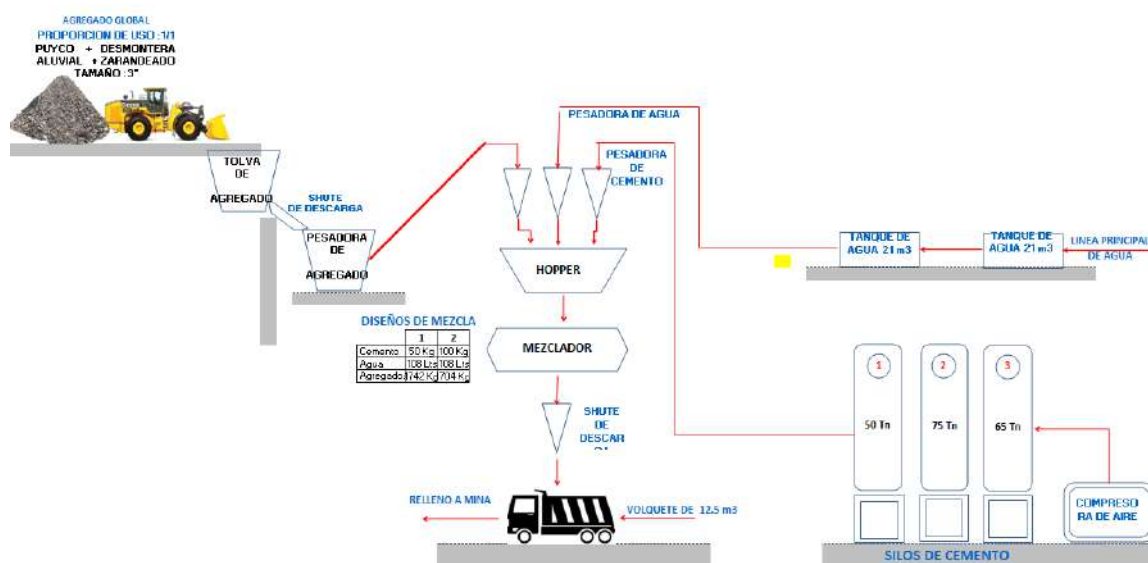
Fuente : planeamiento Hochschild

2.5.2. *Relleno cementado*

Se prepara con desechos de mina o material de cantera además de hormigón Apu y agua. Cantidad en peso de carga solidificada:

- Concreto: 2% a 5%
- Total mundial: 90% a 94%
- Agua: 4% a 6%
- Aire: 1% a 3%
- La naturaleza del relleno establecido depende del lugar donde se aplica:
- Relleno solidificado de 2,0 MPa, para trabajos de puntal de apoyo.
- Masilla solidificada de 0,6 MPa, para trabajos en paredes autoestables.

Figura N° 76 Diagrama de procesos Planta de relleno cementado



Fuente : geomecanica Hochschule

2.6. DESMONTERA

2.6.1. Diseño, secuencia de llenado

En los anexos se muestra el diseño actual de la desmontera, la secuencia de llenado del depósito de desmonte, sistema de drenaje, sistema de impermeabilización

2.6.2. Análisis de Estabilidad actual de Desmontera

Desmontera actual

La desmontera actual se ubica alrededor de las coordenadas UTM 8'346,420 N y 688,585 E del sistema WGS 84, extendiéndose sobre un área aproximada de 71 684,44 m², ofreciendo una capacidad de almacenamiento de 1'425'041.62 m³. La desmontera actual llegará a la cota de 4716 msnm.

Caracterización geológica

El proyecto se encuentra ubicado en la cumbre del cerro Quellopata, muy cerca de la divisoria de aguas por tanto desde el punto de vista de geodinámica hídrica la zona se puede considerar como estable, ya que las precipitaciones no podrán ocasionar flujos de agua de escorrentía por la escasa superficie de la cuenca que esta aguas arriba del botadero existente.

En la base afloran intercalaciones de brechas volcánicas polimícticas y heterolíticas en matriz andesítica con tobas y aglomerados, gris verdosas. En la parte superior suprayacen a las anteriores rocas andesitas porfiríticas gris oscuras, macizas; ambas secuencias varían de tonalidad y espesor. Cabe mencionar que estas rocas pertenecen a secuencias volcánicas del Grupo Tacaza (Paleógeno-Neógeno), presentes en toda el área de estudio.

Estudio de peligro sísmico

La información descrita en el presente ítem está basada en el informe “1502.10.09-5-300-23-INF-001 – Actualización de Peligro Sísmico (Anddes, Octubre 2016)” correspondiente al proyecto “Ingeniería de Detalle Recrecimiento de Presa de Relaves de Inmaculada”; el cual hace referencia, en el ítem 4.1.5 al coeficiente sísmico, indicando que la aceleración horizontal máxima probable para un tiempo de retorno de 100 años es 0.198g. Asimismo, debido a que el análisis pseudoestático no refleja la naturaleza oscilatoria del sismo, la aceleración sísmica se convierte en una fuerza horizontal actuando sobre un cuerpo rígido, aceptado en la práctica ingenieril asumiendo una porción del valor máximo de la aceleración, la cual puede ser 1/3 o 2/3 de su valor. Por tanto, para el presente análisis pseudoestático se ha considerado el 2/3 del valor máximo de la aceleración horizontal máxima del terreno, correspondiente a un coeficiente sísmico de 0.132g para una etapa de operación.

Caracterización geotécnica

La información que se describe en el presente ítem está basada en el informe 102328-01 del “Estudio de estabilidad física depósito de desmonte Inmaculada, (Ausenco, 2018)”; el cual hace referencia, en el ítem 2.4 a la caracterización geotécnica de los materiales.

Desmonte de mina

De acuerdo a los ensayos realizados por (Ausenco, 2018) al material de desmonte, este se clasifica como GC, GP y GP-GM; presenta de 56,5 a 78,5% de gravas; 14,5 a 27,5% de arenas; de 4,1 a 16,1% de finos y un IP que varía de 9 a 20% con presencia de bolonería de 12 a 30%. De los ensayos triaxiales CU realizados a muestras remoldeadas de desmonte, se obtuvieron en términos de esfuerzos efectivos que el ángulo de fricción varía de 37,8 a 41,5°; y la cohesión de 2 a 9,4 kPa.

Revestimiento

Tal y como indica el plano proyectado, el apuntalamiento del almacén de residuos de piedra se impermeabiliza con geomembrana de PEAD de 1,5 mm de espesor. (Ausenco, 2018) consideraron involucrar una envoltura no recta para la interfaz geomembrana/geotextil, debido a que de esta manera se pueden visualizar las variedades experimentadas por las cargas (ansiedades altas y bajas), dadas las sollicitaciones que ocurren en los estudios fuerza en el tanque (ver Tabla 8.2).

Resultados

Los resultados de los análisis de estabilidad para la condición estática y pseudoestática para la desmontera actual en etapa de operación se presentan en el presente cuadro:

Tabla N° 45 Resultados de los análisis de estabilidad del nivel 4300 veta Millet

Sección	Tipo de falla		Factor de seguridad	
			Estático	Pseudo-Est
A	Circular	Global	1.97	1.44
		Local	1.62	1.22
	Bloque	Global	1.46	1.01
B	Circular	Global	2.08	1.51
		Local	1.79	1.33
	Bloque	Global	1.44	1.00
C	Circular	Global	1.97	1.41
		Local	1.87	1.38
	Bloque	Global	1.52	1.07
D	Circular	Global	1.89	1.34
		Local	1.68	1.25
	Bloque	Global	1.68	1.20

Sección	Tipo de falla		Factor de seguridad	
			Estático	Pseudo-Est
E	Circular	Global	2.11	1.54
		Local	1.43	1.08
	Bloque	Global	1.68	1.27
F	Circular	Global	1.65	1.24
		Local	1.63	1.23
	Bloque	Global	1.47	1.05

Fuente: planeamiento Hochschild

Análisis de estabilidad de la tabla N° 45

- Los parámetros geotécnicos del cuadro se consideraron del acuerdo al informe “Estudio de Estabilidad Física del Depósito de Desmonte Inmaculada” desarrollado por (Ausenco, 2018).
- Los análisis de estabilidad estáticos y pseudo estáticos (coeficiente sísmico en condición de operación $a=0.132g$), presentan factores de seguridad mayores a los establecidos en los criterios de diseño.
- Para mantener la estabilidad de la estructura es necesario el monitoreo constante del nivel freático en la parte inferior de la desmontera, el cual no debe exceder los 0.5 m.
- Considerando las condiciones del material de desmonte de mina descrito en el informe “Estudio de Estabilidad Física del Depósito de desmonte Inmaculada”, (Ausenco, 2018) y asumiendo el adecuado funcionamiento del sistema de drenaje descrito en el informe “Ingeniería de detalle del depósito de desmonte N°02 – Proyecto Inmaculada”, (SVS, 2014); si de manera únicamente temporal hubiese la necesidad de verter lodos, se recomienda estén lo más alejado del depósito de desmonte, en un caso extremo, a una distancia mínima de 35 m del borde de los taludes, para de esta manera, reducir el riesgo de alterar la estabilidad física del depósito de desmonte por exceso de infiltración de agua.

Ingeniería de detalle para la ampliación del depósito de desmonte 2

Compañía Minera Ares S.A.C. mencionó GEOMAT INGENIERÍA S.A.C. Ejecutar el “Proyecto de detalle para la ampliación del depósito de residuos de piedra 2, Unidad Minera Inmaculada” ubicado en el filial de Ayacucho, zona de Parinacochas y Paucar del Sara.

El desarrollo del almacén de residuos mineros se sitúa alrededor de la UTM organiza los 8'346.640 N y 688.750 E de la estructura WGS 84, extendiéndose sobre un área aproximada de 135.576 m², ofreciendo un límite de capacidad de 3'494.468 m³. El arreglo de la tienda se irá completando hasta llegar a la elevación de 4746,00 metros sobre el nivel del océano.

La disposición del depósito de material de desmonte de mina fue diseñada considerando taludes globales con una inclinación que varía entre 2.3H:1.0V y 2.6H:1.0V. La geometría del depósito considera banquetas que varían entre 6 a 12.5 m de altura, con

superficies planas y retiros intermedios entre banquetas de 9.0 a 15.0 m de ancho. La configuración de cada banco se ha desarrollado asumiendo que el material de desmonte de mina se apilará con su ángulo de reposo de 1.6H:1.0V y que cada banco tendrá un retiro tal que permita obtener el talud global indicado en el párrafo anterior. Las características principales de la ampliación del depósito de desmonte de mina se presentan en el siguiente cuadro.

2.7. POLVORINES

2.7.1. Polvorín auxiliar accesorios de voladura interior mina – nv.4400

Base Legal

- DS-024-2016, Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en minería.
- SIG-EST-DGG14-02-03, Sistema de Gestión de Riesgos de Seguridad Hochschule
- Mining, Proceso 6 Planificación (Gestión de Proyectos).
- RM 2014-2011-MEM/DM, Código Nacional de Electricidad

Descripción

Minera ARES contará con un polvorín auxiliar en interior mina, para la atención de abastecimiento de explosivos para las 24 horas de trabajo, esta construcción se dividirá en dos compartimientos, los cuales servirán para almacenar los explosivos y accesorios de voladura necesarios para el trabajo diario de operación.

Diseño

La primera cámara (CA8658NE) tendrá un ancho de 4.0m, una altura de 4.0m y una longitud de 27.0m, con una capacidad de 352.0m³.

La segunda cámara (CA8674NE) tendrá un ancho de 4.0m, una altura de 4.0m y una longitud de 20.0m, con una capacidad de 240.0m³.

Ambas cámaras estarán separadas por un pilar de 10.0m de ancho y se conectarán con una cámara de ventilación de 3.5m x 3.5m de sección.

Dicha infraestructura dista aproximadamente de 205.0m desde bocamina 4400 con coordenadas 8'347,753 N, 688,673 E y una cota de 4392 msnm.

Distribución de almacenaje

Los explosivos, agentes de voladura y accesorios serán almacenados en sus envases originales sobre anaqueles de madera las cuales tendrán un tratamiento ignífugo y separados

una distancia de 1.00 m de las paredes para garantizar una correcta ventilación, manipuleo y rotación del inventario. Las cajas apiladas no sobrepasarán el 1.80 m de altura, las etiquetas conteniendo los datos de los productos serán colocadas de forma visible.

- a) En el siguiente compartimiento se almacenarán los detonadores eléctricos, no eléctricos, los detonadores ensamblados (armadas) y la mecha rápida,
- b) En el otro compartimiento se almacenará el nitrato de amonio, ANFO y las emulsiones encartuchadas y en el tercer compartimiento los booster de pentolita y los cordones detonantes.

Seguridad

Sobre las condiciones de ventilación, cada uno de estos compartimientos estarán conectados por una cámara de ventilación de 3.5m x 3.5m de sección y una longitud de 10.0m por la cual se espera circulen entre 1800 y 2000 cfm garantizando así una excelente ventilación.

Respecto al sostenimiento de la excavación, se espera encontrar un tipo de roca II A y para evitar cualquier tipo de inconveniente se utilizará un sostenimiento con pernos cementados de 2.1 m de longitud y diámetro de 22 mm, ubicados en un diseño de malla de 1.3 m x 1.3 m.

Además, se instalará en el techo una geo membrana de 1.0 mm para proteger las cajas de los explosivos de las posibles filtraciones de agua.

Cada compartimiento tendrá doble puerta de fierro, piso de concreto de 20 cm de espesor con una resistencia de 175 kg/cm², canaletas de descarga de agua de 0.30 m x 0.20 m a ambos lados con pendiente de 1 % hacia fuera de los almacenes las cuales se conectarán con una tubería de acero de 6" enterrada que descargará el agua a la cuneta de la rampa.

Contarán con extintores de polvo químico seco, los respectivos letreros de: PELIGRO EXPLOSIVOS, PROHIBIDO FUMAR y los que sean necesarios de acuerdo al sistema de gestión de la empresa.

Respecto a las instalaciones eléctricas cumplirán con lo dispuesto en el código nacional de electricidad, Clase II, división 2: instalaciones eléctricas entubadas, con interruptores y sistemas de iluminación a prueba de chispas.

Además, contarán con una placa de metal la cual estará con conexión a tierra y servirá para descargar la electricidad estática del personal autorizado que ingresa a dichas instalaciones.

Tipos de accesorios almacenados

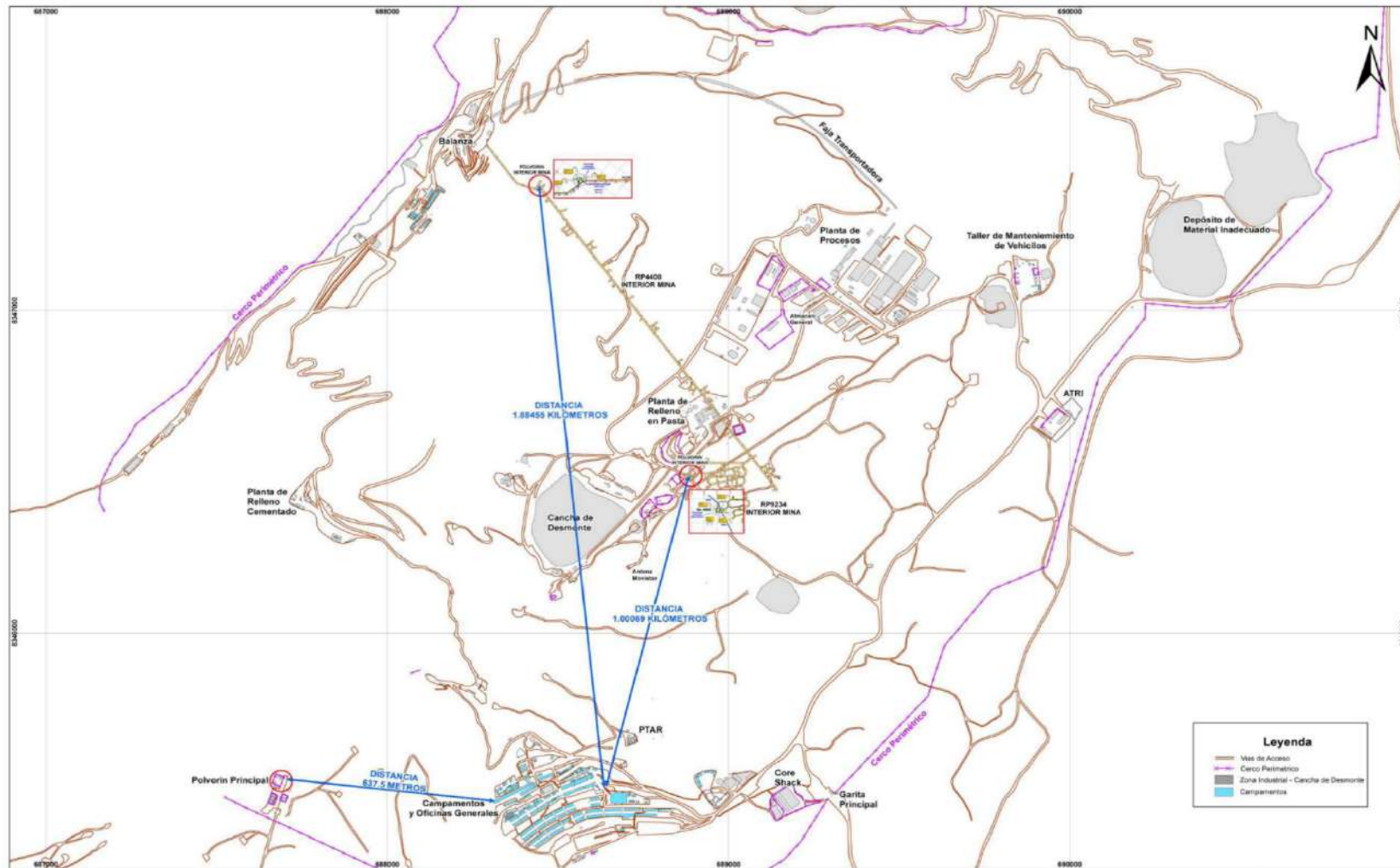
En el polvorín auxiliar de accesorios se tiene almacenado los siguientes explosivos:

Tabla N° 46 Tipos de accesorios almacenados

Accesorios
CARMEX 7" CAJAX300PZA C/CONECTOR
CORDON DETONANTE 3P=3G=3N CJAX1500M
CORDON DETONANTE 5P 5GR/M
CORDON DETONANTE 10P 10GR/M
FANEL 12M 1 AL 15 PERIODO LARGO
FANEL 15M 1 AL 15 PERIODO LARGO
FANEL 18M 1 AL 15 PERIODO LARGO
FANEL BLANCO 1 A 16 PERIODO LARGO
FANEL PERIODO CORTO DE 12 MTS
FANEL PERIODO CORTO DE 15 MTS
FANEL PERIODO CORTO DE 18 MTS
FANEL ROJO 1 A 20 PERIODO CORTO
GUIA RAPIDA IGNICION TIPO MEDIO Z18

Fuente : FAMESA

Plano 6: Plano general de polvorines



Fuente : geomecanica Hochschild

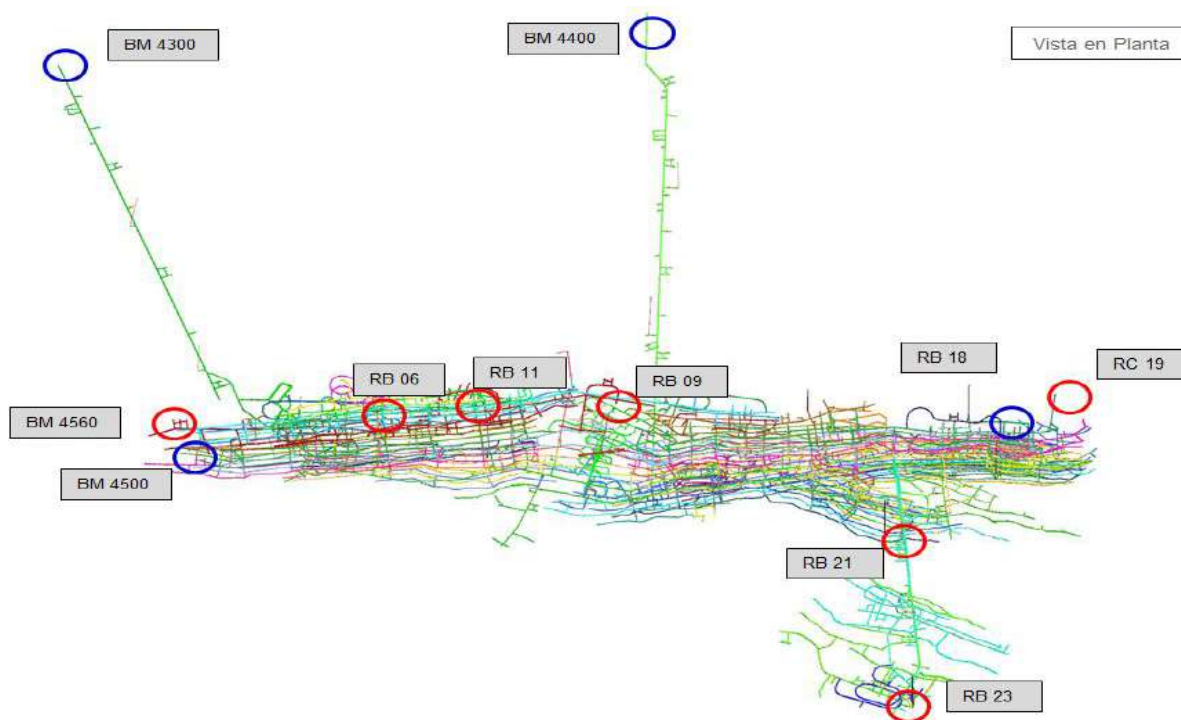
2.8. VENTILACION

2.8.1. Escenario actual de mina

Descripción del circuito de ventilación

El circuito de ventilación de U.O Inmaculada se define en dos zonas Norte y Sur, donde la totalidad de salida de aire viciado es por la Zona Sur por los RB 09 y RB 11 estos dos representan el 97% del total de aire viciado de mina y el ingreso de aire fresco es por la bocaminas 4500, 4400 y 4300 que representan el 82% de aire que entra a mina.

Figura N° 77 Circuito de ventilación Inmaculada

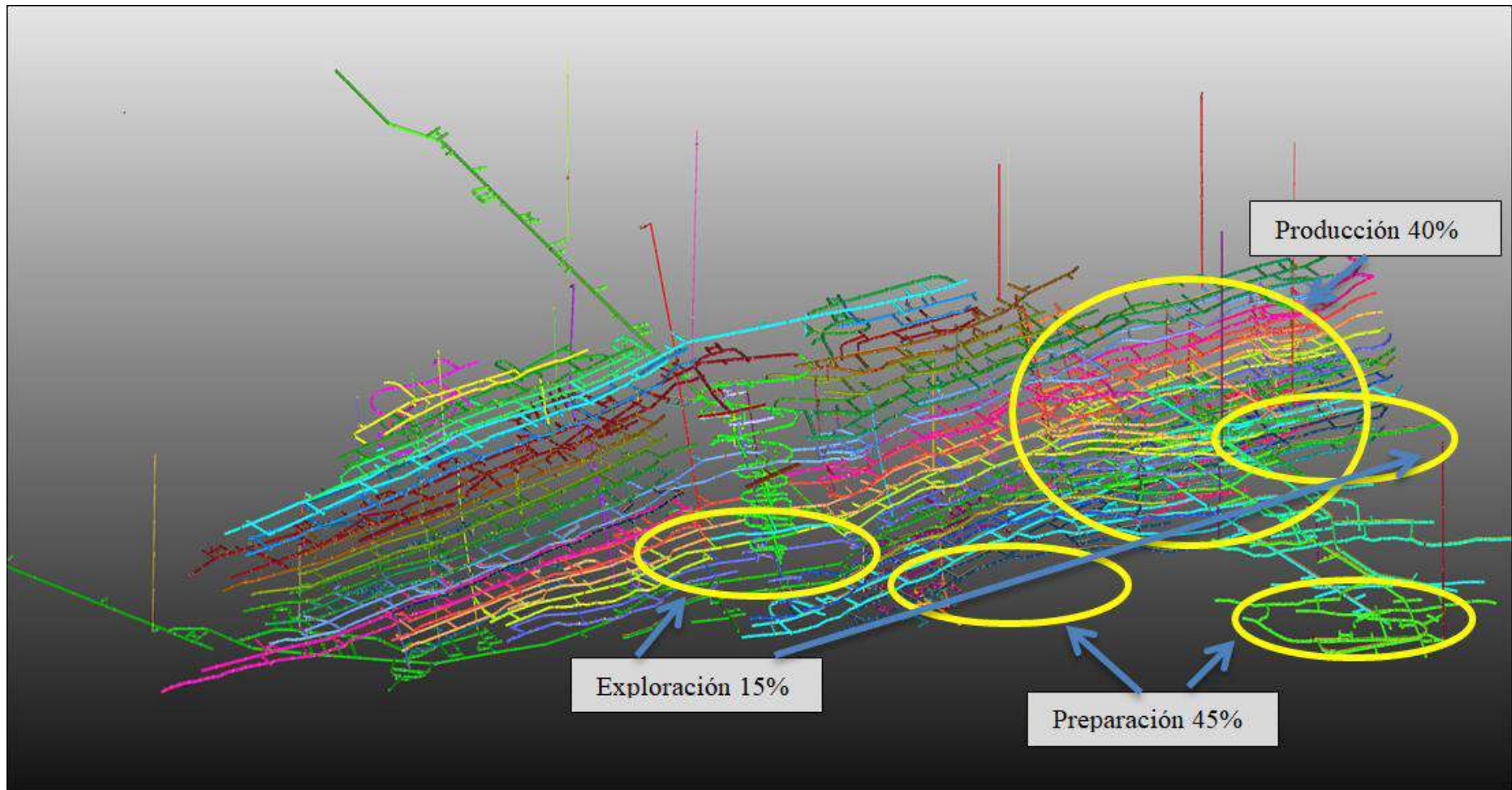


Fuente: área de ventilación Hochschild

a) Cobertura de aire por tipos de labores

La distribución de aire es mayor hacia la zona Norte y profundización, como se observa en la siguiente figura, en el lado Sur hay zonas pequeñas de exploración

Figura N° 78 Cobertura de aire por tipo de labores



Fuente: área de ventilación Hochschild

Ventilación en zona Angela y Milet - Extracción

De acuerdo al plan de mejora de ventilación, se instaló 02 ventiladores extractores de aire viciado enfocados para la zona de profundización en:

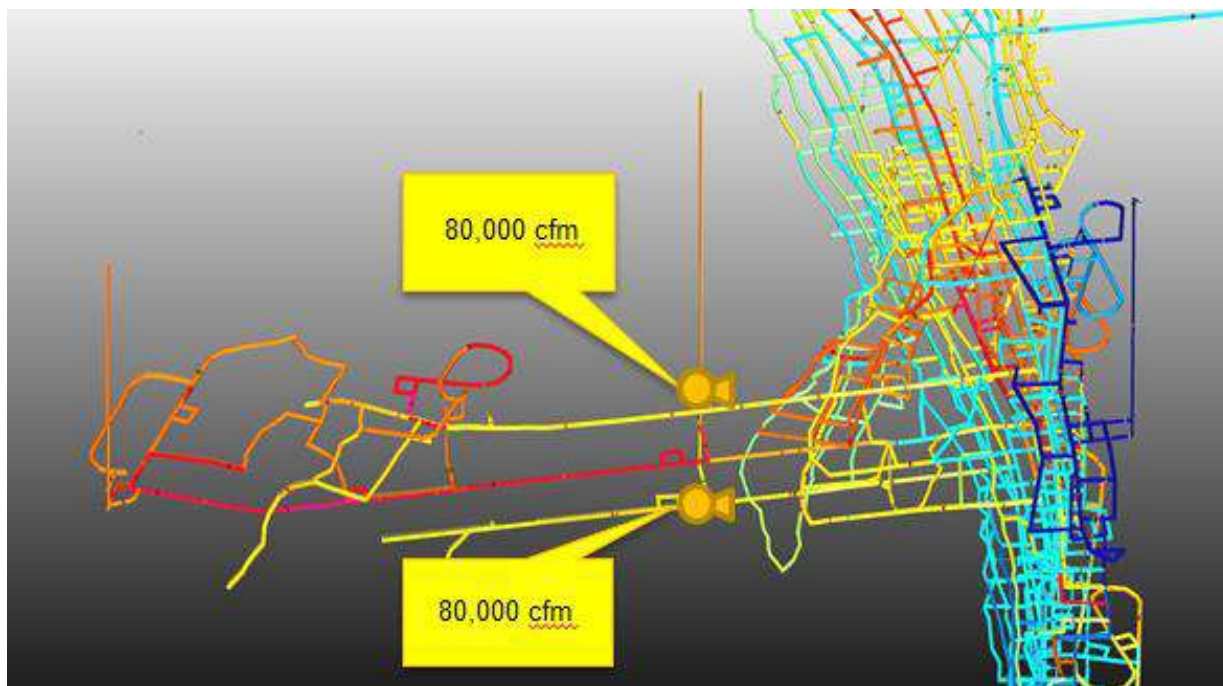
Nv 4300 RB-21 80,000 cfm

Nv 4265 RB-21 80,000 cfm

La zona de Angela y Milet se tiene alta recirculación de aire viciado con una capacidad de extracción de aire por ventiladores de 400,000 cfm, con el nuevo se tiene una extracción de 600,000 cfm

La siguiente etapa es el cambio de circuito de la Ch Abancay que inyectara aire de superficie a la zona de profundización (esta chimenea antes era extractor)

Figura N° 79 Diseño de mejora de plan de extracción

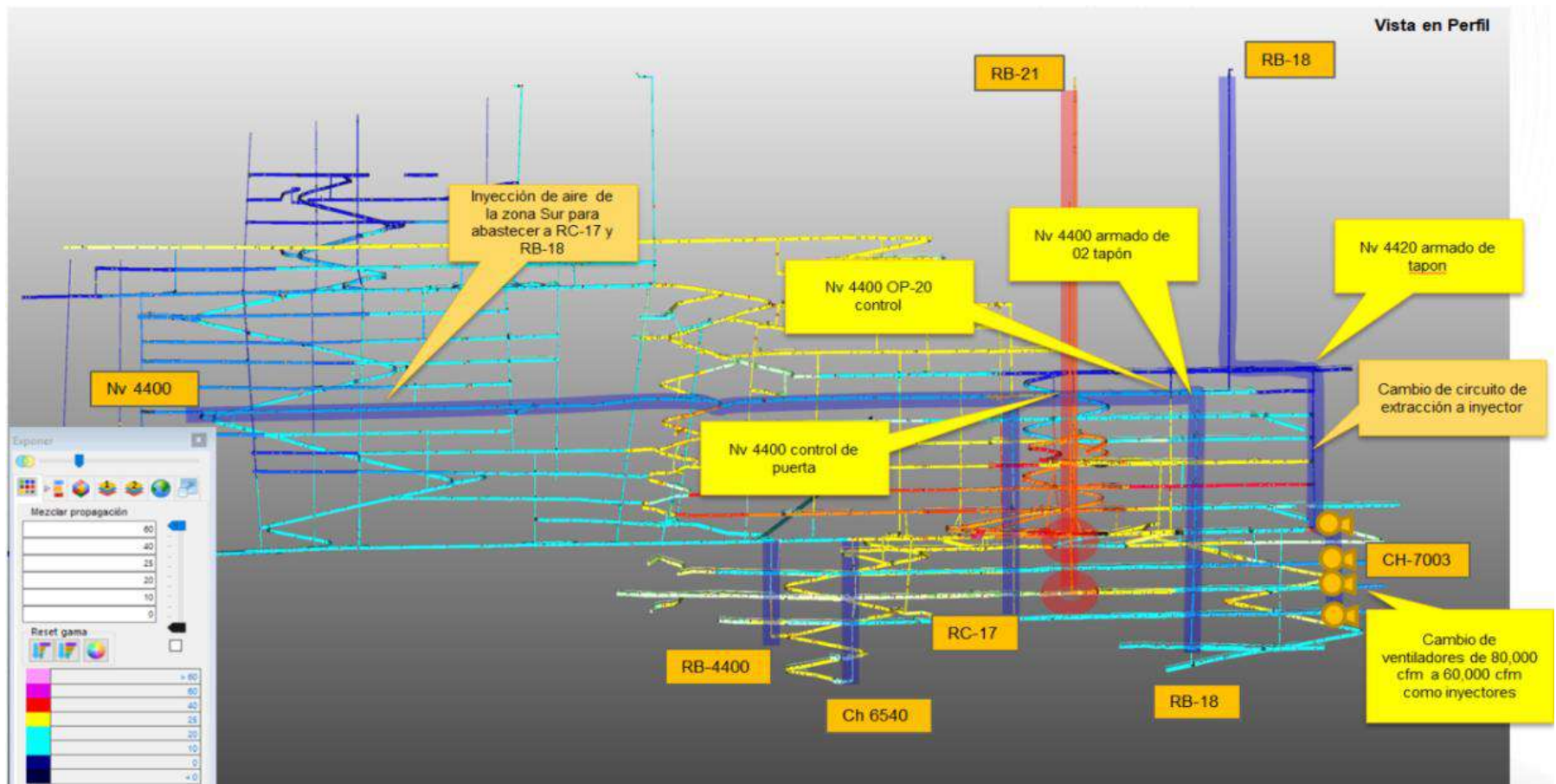


Fuente: área de ventilación Hochschild

Con este cambio se tiene una salida directa de aire viciado hacia superficie evitando así la recirculación de aire en profundización. **Ventilación en zona Angela y Milet - Inyección**

Para mejorar la calidad de ingreso de aire en profundización, se va a inyectar aire de superficie mediante el RB-18 a Ch 7000-3 hasta el nivel 4250 que es el piso de esta chimenea, con esto garantizamos la inyección fuera de recirculación para la zona norte profundización.

Figura N° 80 Diseño de mejora de plan de inyección



Fuente: área de ventilación Hochschild

2.8.2. Gestión de Seguridad y Salud Ocupacional

Figura N° 81 Reglamento Interno de Seguridad y Salud Ocupacional

VERSIÓN 4 / 2021

REGLAMENTO INTERNO DE SEGURIDAD Y SALUD EN EL TRABAJO

REF. LEY 29783, D.S. 005-2012 Y SUS MODIFICACIONES

REGLAMENTO INTERNO DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL

REF. D.S. 024-2016-EM Y SUS MODIFICACIONES




LA SEGURIDAD
EMPIEZA
POR MI



HOCHSCHILD
MÁS QUE MINERÍA



ARES

	PROCEDIMIENTO: PERFORACIÓN DE FRENTE CON JUMBO FRONTONERO			UNIDAD MINERA INMACULADA
	FECHA DE ELABORACIÓN: 15/01/19	VERSION: 12	CODIGO: IMP-ZMI09-14	

1. PERSONAL:

Operador de Jumbo Frontonero
Ayudante de Operador de Jumbo Frontonero.

2. EQUIPOS DE PROTECCION PERSONAL

- Casco tipo jockey con porta lámpara / barbiquejo.
- Lentes de seguridad.
- Tapón de oído y orejeras.
- Respirador.
- Mameluco con cinta reflectiva.
- Correa porta auto rescatador.
- Guantes neopreno, nitrilo, dieléctrico y/o badana.
- Botas de jebe dieléctrica.
- Lámpara a batería.
- Auto rescatador.
- Monitor de mono gas.

3. EQUIPO / HERRAMIENTAS / MATERIALES:

- Jumbo electrohidráulico, implementado con barra de 12 pies, 14 pies y 16 pies, brocas de 45mm, 51mm, escariadora de 102 mm, extintor 6 Kg, baliza estroboscópica color azul, conos de seguridad (02), bastones luminosos (02) y Kit Antiderrame.
- Check List de equipo, IPERC
- Llave francesa de 12"
- Cordel, pintura y flexómetro
- Comba de 6 libras
- Cucharilla de 5/8" x 6"
- 4 Guidores
- Tubos de PVC de 3 m.
- Probador de energía.
- Arco de sierra.
- Caja de herramientas

4. PROCEDIMIENTO:





4.1 El personal recibirá el instructivo diario de 15 minutos al inicio de guardia.



4.2 El operador y ayudante recibirán la Orden de Trabajo.

4.3 El operador del jumbo realizará la inspección del equipo: barras, brocas, aceite de motor, niveles de combustible y lubricación, engrase de las articulaciones, llantas, manómetros etc., realizando el Check List pre uso del equipo. Ante cualquier desperfecto mecánico o eléctrico comunicará al técnico mecánico o al supervisor de turno.

4.4 El operador en coordinación con el ayudante trasladará el equipo Jumbo Frontonero al lugar de trabajo, con la circulina encendida y **con su vigía no menos de 30 m. de distancia** después completar con el llenado del IPERC continuo, cumpliendo la **Regla de Oro N° 11: Identificación, Evaluación y Control de Riesgos**

4.5 El operador de Jumbo y Ayudante Jumbero verificarán la ventilación (**manga a 15 m. del tope como máx.**), realizar el monitoreo de gases con monogas y registrar en el cuaderno de monitoreo de gases, verificar se haya realizado el desatado de rocas

ELABORADO POR:	REVISADO POR:	REVISADO POR:	APROBADO POR:
 SUPERINTENDENE DE OPERACIONES ING. EDILBERTO RODRIGUEZ	 RESIDENTE DE OBRA ING. CESAR ATARAMA	 JEFE DE SEGURIDAD ING. ANGEL MESTAS	 GERENTE OPERACIONES ING. JOHN AYARZA
FECHA ACTUALIZACION: 29/08/2024	FECHA REVISION: 30/08/2024	FECHA REVISION: 30/08/2024	FECHA APROBACION: 31/08/2024

	"LA SEGURIDAD EMPIEZA POR MI"			 Unidad Minera Inmaculada
	ESTÁNDAR: "VOLADURA"			
	FECHA DE ELABORACIÓN: 01/01/2016	VERSIÓN: 03	IME-MIN09-03	

1. OBJETIVO

- Normar la voladura en interior mina, estableciendo las premisas fundamentales para conseguir un alto grado de seguridad responsabilidad de las voladuras que se programan y ejecutan.

2. ALCANCE

- El presente estándar alcanza a todo el personal de Compañía y las empresas contratistas que realizan actividades en mina subterránea (labores de desarrollo, preparación, exploración, rampas, galerías, cruceros, etc.) y las Empresas contratistas que desarrollan trabajos desde superficie en chimeneas.

3. REFERENCIA LEGALES Y OTRAS NORMAS

- 3.1. Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería D.S. 024 y su modificatoria 023 – 2017 E.M. Art. 237, 238, 240, 241, 242 y similares.
- 3.2. Ley 29783 de seguridad y salud en el trabajo 29783 y su reglamento D.S. 005-2012-TR.
- 3.3. Política de Seguridad y Salud en el Trabajo.
- 3.4. Sistema de Gestión de Riesgos HM (DNV-GL) 15 Procesos (proceso 9)
- 3.5. 12 reglas de Oro.
- 3.6. Norma ISO 45001:2018
- 3.7. Norma ISO 14001:2004 – Requisito N°. 4.4.6.

4. DEFINICION DE CONCEPTOS IMPORTANTES

- 4.1. **Actividad minera:** Ejercicio de las actividades de exploración, explotación y labor en general.
- 4.2. **Proceso de Voladura:** Es un conjunto de tareas que comprende: el traslado del explosivo y accesorios de los polvorines al lugar del disparo, las disposiciones preventivas antes del carguío, el carguío de los explosivos, la conexión de los taladros cargados, la verificación de las medidas de seguridad, la autorización y el encendido del disparo.
- 4.3. **Conector:** Es un accesorio complementario de la mecha rápida, compuesto de un casquillo de aluminio ranura do cerca de la base, que en su interior lleva una masa pirotécnica.
- 4.4. **Cordón detonante:** Es un cordón flexible que contiene un alma sólida de alto poder explosivo.
- 4.5. **Detonador:** Dispositivo que contiene una carga detonante para iniciar un explosivo.
- 4.6. **Emulsión Explosiva:** Es aquella que está compuesta básicamente por una solución oxidante de NH₄ y agua, por combustible, agente emulsificante y elementos sensibilizadores.
- 4.7. **Explosivos:** Sustancias químicas susceptibles de descomposición muy rápida que generan gran volumen de gases a alta T° y P°, ocasionando efectos destructivos.
- 4.8. **Fulminante:** Es una cápsula cilíndrica de aluminio cerrada en un extremo, en cuyo interior lleva una determinada cantidad de explosivo primario sensible a la chispa de mecha de seguridad.
- 4.9. **Mecha lenta:** Accesorio de voladura que posee capas de diferentes materiales que cubren el reguero de pólvora.
- 4.10. **Disparo Primario:** Proceso de voladura de frentes, desquinches, taladros largos, Breasting (frentes)
- 4.11. **Disparo Secundario:** Proceso de voladura de disparos fallados, plasteo y cachorro. No se realiza voladura secundaria en Inmaculada fuera del horario establecido.
- 4.12. **Horario de chispeo:** Hora de encendido de la mecha rápida.

ELABORADO POR:  SUPERVISOR DEL ÁREA Y TRABAJADORES	REVISADO POR:  SUPERINTENDENTE DEL ÁREA	REVISADO POR:  Cía. Minera ARES GERENTE DEL PROGRAMA DE SEGURIDAD Y SALUD EN EL TRABAJO JOSE ABRAHAM	APROBADO POR:  GERENTE DE LA UNIDAD / SUPERINTENDENTE GRAL PROYECTO
---	--	--	--

CAPITULO III METODOLOGIA

3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN

El tipo de diseño de investigación Aplicativo

En el presente trabajo se ha tenido en cuenta y se ha utilizado los conocimientos que se ha adquirido en el campo y tomando en cuenta el marco teórico para dicha investigación.

3.2. NIVEL DE INVESTIGACIÓN

El trabajo de investigación es del nivel descriptivo y explicativa y está orientado a la solución de una situación o problema específico, identificando el problema para definir la estrategia de solución del mismo, es del nivel descriptivo porque se examinan las características intrínsecas del tema a estudiar para definir y formular hipótesis para esta Selección de herramientas de recolección de datos y su procesamiento

El nivel explicativo es porque queremos conocer cuáles son las causas del porque el avance de metros iniciales no son iguales en ambos tipos de rocas que se encuentra en el tajo 4266 y por eso se planteó dicho estudio

3.3. POBLACIÓN Y MUESTRA

3.3.1. Población

La población es el objetivo de investigación es el tajo 4266, zona 3, veta Millet nivel 4300, en la unidad minera Inmaculada -Ayacucho , lugar donde se genera las causas para realizarla presente investigación .

3.3.2. Determinación de muestra

Dentro de la determinación de muestra, en la unidad minera Inmaculada -Ayacucho, se tomas los equipos de perforación y los explosivos

3.3.3. Tipo de muestra

La muestra que se a utilizado es no probabilístico, porque los datos obtenidos para la investigación se ha generado a criterio de la empresa encargada del área de explosivo y la persona investigador , según la recopilación de datos y materiales utilizadas

3.4. TÉCNICA DE RECOPIACIÓN DE INFORMACIÓN

La recopilación de información se completa con la idea de la revisión, según los resultados potenciales de acceder a la información, considerando el tamaño de la población, los activos disponibles y la increíble posibilidad de adquirir la información. Estos pueden recopilarse a la luz del examen de la información y la percepción no procesal.

Análisis de datos: Este procedimiento de recopilación de información se realiza a partir de la fuente principal de la cual se recopilan los factores de interés para este estudio.

Observación no experimental: será para profundizar en el conocimiento del comportamiento de los explosivos y diseño de mallas según el tipo de roca

3.5. TÉCNICA DE PROCESAMIENTO DE INFORMACIÓN

Una vez recolectado los datos, estos serán procesados de acuerdo al análisis de evaluación de número de cartuchos a ser utilizado y el diseño de malla de perforación, para obtener los resultados que se requieren para el análisis de datos.

3.6. TÉCNICA DE ANÁLISIS DE DATOS

3.6.1. Técnicas

Las técnicas y procesamiento de datos que se han utilizado son la parte esencial de los estudios como:

- Control de perforación en el frente de trabajo
- Control de diseño y marcado de malla
- Control del carguío de explosivos en el frente de trabajo

3.6.2. Instrumentos de recolección de datos

Los instrumentos que se utilizaron en el presente estudio son:

- Los avances rectos se obtuvieron en metros por cada vigilante.
- Informe de control de pies pinchados.
- Denuncia de susceptible utilizado por arma de fuego.
- Informe de actividad diaria por reloj.
- Informe sobre pautas de trabajo.
- Planos e informes.

3.6.3. *Métodos para el procesamiento de datos*

- Diseño de malla de perforación y voladura
- Control de tiempo de perforación
- Análisis de resultados de la voladura.
- Costos de perforación y voladura.
- Procesamiento con herramientas informáticas. Y otros

CAPITULO IV

RESULTADOS DE INVETSIGACION DE TESIS.

En la presente imagen se muestra el calculo de RMP y RQD y para ello se toca cada uno de los parámetros que requiere los dichos calculo el cual se realizo en el TJ 4266, zona 3, veta Millet nivel 4300

03/05/2023
RMP / RQD

VAL. PARAMETROS	1. RESISTENCIA A LA COMPRESION (Mpa)	2. RQD	3. ESPACIAMIENTO (m)	4. CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES					5. AGUA SUBTERRANEA	6. AJUSTE POR ORIENTACION	VALOR TOTAL (Mpa) BASEO (suma de valoración 1 a 5)	VALOR TOTAL (Mpa) AJUSTADO (suma de valoración 1 a 6)	TIPO DE MACIZO ROCOSO
				Persistencia	Apertura	Rugosidad	relleno	Alteración					
Crédito de Mapeo	1. > 200 Mpa 2. 100-200 Mpa 3. 50-100 Mpa 4. 25-50 Mpa 5. < 25 Mpa	1. > 100% 2. 75-100% 3. 50-75% 4. 25-50% 5. < 25%	1. > 2 m 2. 0.5-2 m 3. 100-500 mm 4. 50-100 mm 5. < 50 mm	1. < 1 m 2. 1-1 m 3. 1-10 m 4. 10-20 m 5. > 20 m	1. Cerrada 0 2. Muy Angosa < 15 mm 3. Angosa 15 - 100 mm 4. Abierta 100 - 500 mm 5. Muy Abierta > 500 mm	1. Muy rugosa 2. Rugosa 3. Ligera mente rugosa 4. Lisa 5. Muy lisa	1. Ninguna 2. Relleno de arcilla 3. Relleno de arena 4. Relleno de arena y arena 5. Relleno blando y arena	1. No meteorizada 2. Ligera mente 3. Moderadamente 4. Altamente meteorizada 5. Discontinua	1. Complemento seco 2. Humedo 3. Mojado 4. Corriente 5. Flujo	1. Muy favorable 2. Favorable 3. Regular 4. Desfavorable 5. Muy desfavorable			
A I				4	3	3	2	4	10	0	44	39	144
B II				4	3	3	2	4	10	0	32	42	416
C III				4	3	3	2	4	10	0	43	33	144
D													
E													

Croquis:

Rumbo de las discontinuidades: Perpendicular al eje de la labor				Rumbo de las discontinuidades: Paralelo al eje de la labor		Inclinación 0° - 20° y superior al rumbo
EXCAVACION con el buzamiento		EXCAVACION contra el buzamiento				
incl 45° - 90°	incl 30° - 40°	incl 45° - 90°	incl 20° - 45°	incl 45° - 90°	incl 20° - 45°	
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable	Regular	Regular

DIP DIR / DIP	TIPO ESTRUCTURA	RELLENO		RUGOSIDAD	PERSISTENCIA
		Tipo	espesor		
182/24	Falla	Quiso	25mm	10/20	1-3 m
162/24	Falla	Suave	15mm	10/20	1-3 m
152/23	Discontinua	Rufo	75mm	Rugoso	1-5 m

07/05/2023

RMP / RQD

VAL	Códigos de Mapeo	4. CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES					5. AGUA SUBTERRÁNEA	6. AJUSTE POR ORIENTACIÓN	VALOR TOTAL RMR BÁSICO (Suma de valoración 1 a 5)	VALOR TOTAL RMR AJUSTADO (Suma de valoración 1 a 6)	TIPO DE MACIZO ROCOSO
		Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Alteración					
15	1.- >250 Mpa	6	6	6	6	6	0	30			
12	2.- 100-250 Mpa	4	5	5	4	5	0	17			
7	3.- 50-100 Mpa	2	4	3	2	3	0	13			
4	4.- 25-50 Mpa	1	3	1	1	1	0	8			
2	5.- < 25 Mpa	0	2	0	0	0	0	3			
20	1.- 90-100%	6	6	6	6	6	0	20			
17	2.- 75-90%	5	5	5	5	5	0	15			
13	3.- 50-75%	3	4	3	3	3	0	10			
8	4.- 25-50%	1	3	1	1	1	0	8			
3	5.- < 25%	0	2	0	0	0	0	3			
20	1.- >2 m	6	6	6	6	6	0	20			
15	2.- 0.6-2 m	4	5	4	4	4	0	15			
10	3.- 200-600 mm	2	4	2	2	2	0	10			
8	4.- 60-200 mm	1	3	1	1	1	0	8			
5	5.- < 60 mm	0	2	0	0	0	0	5			
6	1.- < 1m	6	6	6	6	6	0	6			
4	2.- 1-3 m	4	5	4	4	4	0	4			
2	3.- 3-10 m	2	4	2	2	2	0	2			
1	4.- 10-20 m	1	3	1	1	1	0	1			
0	5.- > 20 m	0	2	0	0	0	0	0			
6	1.- Cerrada 0	6	6	6	6	6	0	6			
5	2.- Muy Angosta < 0.1 mm	5	5	5	5	5	0	5			
4	3.- Angosta 0.1 - 1.0 mm	4	4	4	4	4	0	4			
1	4.- Abierta 1.0 - 5.0 mm	1	3	1	1	1	0	1			
0	5.- Muy abierta > 5.0 mm	0	2	0	0	0	0	0			
6	1.- Muy rugoso	6	6	6	6	6	0	6			
5	2.- Rugoso	5	5	5	5	5	0	5			
3	3.- Ligeramente rugosa	3	4	3	3	3	0	3			
1	4.- Lisa	1	3	1	1	1	0	1			
0	5.- Muy lisa	0	2	0	0	0	0	0			
6	1.- Ninguna	6	6	6	6	6	0	6			
4	2.- Relleno duro < 5mm	4	5	4	4	4	0	4			
2	3.- Relleno duro > 5mm	2	4	2	2	2	0	2			
1	4.- Relleno blando < 5mm	1	3	1	1	1	0	1			
0	5.- Relleno blando > 5mm	0	2	0	0	0	0	0			
6	1.- No meteorizada	6	6	6	6	6	0	6			
5	2.- Ligeramente	5	5	5	5	5	0	5			
3	3.- Moderadamente	3	4	3	3	3	0	3			
1	4.- Atornamente meteorizada	1	3	1	1	1	0	1			
0	5.- Descompuesta	0	2	0	0	0	0	0			
15	1.- Completamente seco	15	15	15	15	15	0	15			
10	2.- Húmedo	10	10	10	10	10	0	10			
7	3.- Mojado	7	7	7	7	7	0	7			
4	4.- Goteo	4	4	4	4	4	0	4			
0	5.- Flujo	0	0	0	0	0	0	0			
0	1.- Muy favorable	0	0	0	0	0	0	0			
-2	2.- Favorable	-2	-2	-2	-2	-2	0	-2			
-5	3.- Regular	-5	-5	-5	-5	-5	0	-5			
-10	4.- Desfavorable	-10	-10	-10	-10	-10	0	-10			
-12	5.- Muy desfavorable	-12	-12	-12	-12	-12	0	-12			
								51	41	111B	
								45	40	111B	
								32	32	10A	

Croquis:






Rumbo de las discontinuidades: Perpendicular al eje de la labor				Rumbo de las discontinuidades: Paralelo al eje de la labor		Buzamiento 0 - 20° sin importar el rumbo
Excavación con el buzamiento		Excavación contra el buzamiento				
Incl. 45°-90°	Incl. 20°-45°	Incl. 45°-90°	Incl. 20°-45°	Incl. 45°-90°	Incl. 20°-45°	
Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable	Regular	Regular

DIP.DIR / DIP	TIPO ESTRUCTURA	RELLENO		RUGOSIDAD	PERSISTENCIA
		Tipo	Espesor		
183°/70°	Falla	Blando	< 5mm	Liso	3-10m
183°/60°	Disclasas	Duro	> 5mm	Lig. rugosa	3-10m
174°/185°	Disclasas	Duro	> 5mm	Lig. rugosa	3-10m
163°/90°	Disclasas	Duro	> 5mm	Lig. rugosa	3-10m

TIPO DE ESTRUCTURA: DIACLASA (D), FALLA (F), CONTACTO (C), VETILLA (V), ESTRATO (E).

En el tajo 4266 , zona 3 , veta Millet nivel 4300 , de acuerdo al estudio geomecánica plasmado en la tabla que se muestra en la estructura que cuenta dicho tajo y las condiciones del macizo rocoso he interceptando las interpretaciones se tienes que el tajo cuenta con dos tipos de rocas IIIB y IVA . la cual se obediencia en la siguiente tabla con los colores naranja y amarilla y con ellas se recomienda el tipo de sostenimiento

Tabla N° 47 valores de GSI

 HOCCHILD MINING UNIDAD MINERA INMACULADA DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA SOSTENIMIENTO SEGUN LA CLASIFICACIÓN GEOMECANICA G.S.I. (Modificado) LABORES MINERAS PERMANENTES (3.5 a 5.0 m)		CONDICIONES									
A	PERNO SISTEMATICO 1 . 5 x 1 . 5 m. Y MALLA (Perno Helicoidal: Long. 7pies)						B	PERNO SISTEMATICO 1 . 2 x 1 . 2 m. Y MALLA (Perno Helicoidal: Long. 7pies)	C	SHOTCRETE (0-2°) PERNOS SIST. 1.2 x 1.2 m. (Perno Helicoidal: Long. 7pies)	D
ESTRUCTURA											
 LEVEMENTE FRACTURADO TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75-90) (2 A 5 FRACTURAS POR METRO)		(A)	(A)	(B)							
		LF/B	LF/R	LF/P							
		(B)	(B)	(C)							
 MODERADAMENTE FRACTURADO MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADO POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50 - 75) (6 A 11 FRACTURAS POR METRO)		(A)	(B)	(C)	(D)	(E)					
		F/B	F/R	F/P	F/MP						
		(B)	(C)	(D)	(E)						
 MUY FRACTURADO MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50) (12 A 19 FRACTURAS POR METRO)		(B)	(C)	(D)	(E)						
		MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP						
		(C)	(D)	(E)							
 INTENSAMENTE FRACTURADO PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)				(D)	(E)						
				IF/R	IF/P	IF/MP					
				(E)							

CODE: GM-TOSI V2.0 2016

689850 000000

Fuente : Geomecánica

En la presente tabla se muestra el análisis del cálculo de Q de Barton en roca IIIB y para dicho cálculo se tomó en cuenta cada parámetro que pide Barton las cuales fueron tomados en el tajo 4266tal como se muestra en la tabla

Tabla N° 48 cálculo de Q de barton (IIIB)

calculos de "Q" para roca tipo IIIB	
tabla de clasificacion final	Q
excepcionalmente malo	<0,01
extremadamente malo	0,01-0,1
muy malo	0.1-1.
malo	1-4.
medio	4 - 10 .
bueno	10- 40.
muy bueno	40 - 100
extremadamente bueno	100 - 400
excepcionalmente bueno	>400
indice de alteracion Ja	valor
diaclasas de paredes sanas	0,75-1
ligera alteración	2
alteracion arcillosas	4
con detritos arenosos	5
con detritos arcillosos preconsolidados	6
idem poco consolidado	8
idem expansivo	8-12.
milonitos de roca y arcilla	6-12.
milonitos de arcilla limonosa	5
milonitos de arcilla limonosa	10-20.
indice de diaclasado Jn	valor
roca masiva	0,5-1
una familia de diaclasas	2
idem con otras diaclasas ocasionales	3
dos familias de diaclasas	4
idem con otras diaclasas ocasionales	6
tres familias de diaclasas	9
idem con otras diaclasas ocasionales	12
cuatro o mas familias , roca muy facturada	15
roca triturada	20
indice de rugosidad Jr	valor
diaclas rellenas	1
diaclasas limpias	
Discontinuas	4
onduladas rugosas	3
onduladas lisas	2
planas rugosas	1,5
planas lisas	1
lisas , o espejos de falla	
onduladas	1,5
planos	0,5

Fuente: Propia

En la presente tabla se muestra el análisis del cálculo de Q de Barton en roca IIIB y para dicho cálculo se tomó en cuenta cada parámetro que pide Barton las cuales fueron tomados en el tajo 4266tal como se muestra en la tabla

Tabla N° 49 valores del RMR y GSI

calculos de "Q" para roca tipo IVA	
tabla de clasificación final	Q
exepcionalmente malo	<0,01
extremadamente malo	0,01-0,1
muy malo	0.1-1.
malo	1-4.
medio	4 - 10 .
bueno	10- 40.
muy bueno	40 - 100
extremadamente bueno	100 - 400
exepcionalmente bueno	>400
indice de alteracion Ja	valor
diaclasas de paredes sanas	0,75-1
ligera alteracion	2
alteracion arcillosas	4
con detritos arenoscas	5
con detritos arcillosos preconsolidados	6
idem poco consolidado	8
iden expansivo	8-12.
milonitos de roca y arcilla	6-12.
milonitos de arcilla limonosa	5
milonitos de arcilla limonosa	10-20.
indice de diaclasado Jn	valor
roca masiva	0,5-1
una familia de diaclasas	2
idem con otras diaclasas ocasionales	3
dos familias de diaclasas	4
idem con otras diaclasas ocasionales	6
tres familias de diaclasas	9
idem con otras diaclasas ocasionales	12
cuatro o mas familias , roca muy facturada	15
roca triturada	20
indice de rugosidad Jr	valor
diaclas rellenas	1
diaclasas limpias	
discontinuas	4
onduladas rugosas	3
onduladas lisas	2
planas rugosas	1,5
planas lisas	1
lisas , o espejos de falla	
onduladas	1,5
planos	0,5

Con los datos tomados en las tablas anteriores se realiza el calculo final de valores de la Q de Barton

Tabla N° 50 resultados de Q

ROCA TIPO IVA					
RQD	35	Jr	1	SRF	1
Jn	12	Ja	5	Jw	1
$Q=(RQD/Jn)*(Jr/Ja)*(Jw/SRF)$					
Q=0,58					
ROCA TIPO IIIB					
RQD	55	Jr	1	SRF	1
Jn	12	Ja	4	Jw	1
$Q=(RQD/Jn)*(Jr/Ja)*(Jw/SRF)$					
Q=1.1					

Fuente : propia

Tabla N° 51 valores del RMR y GSI

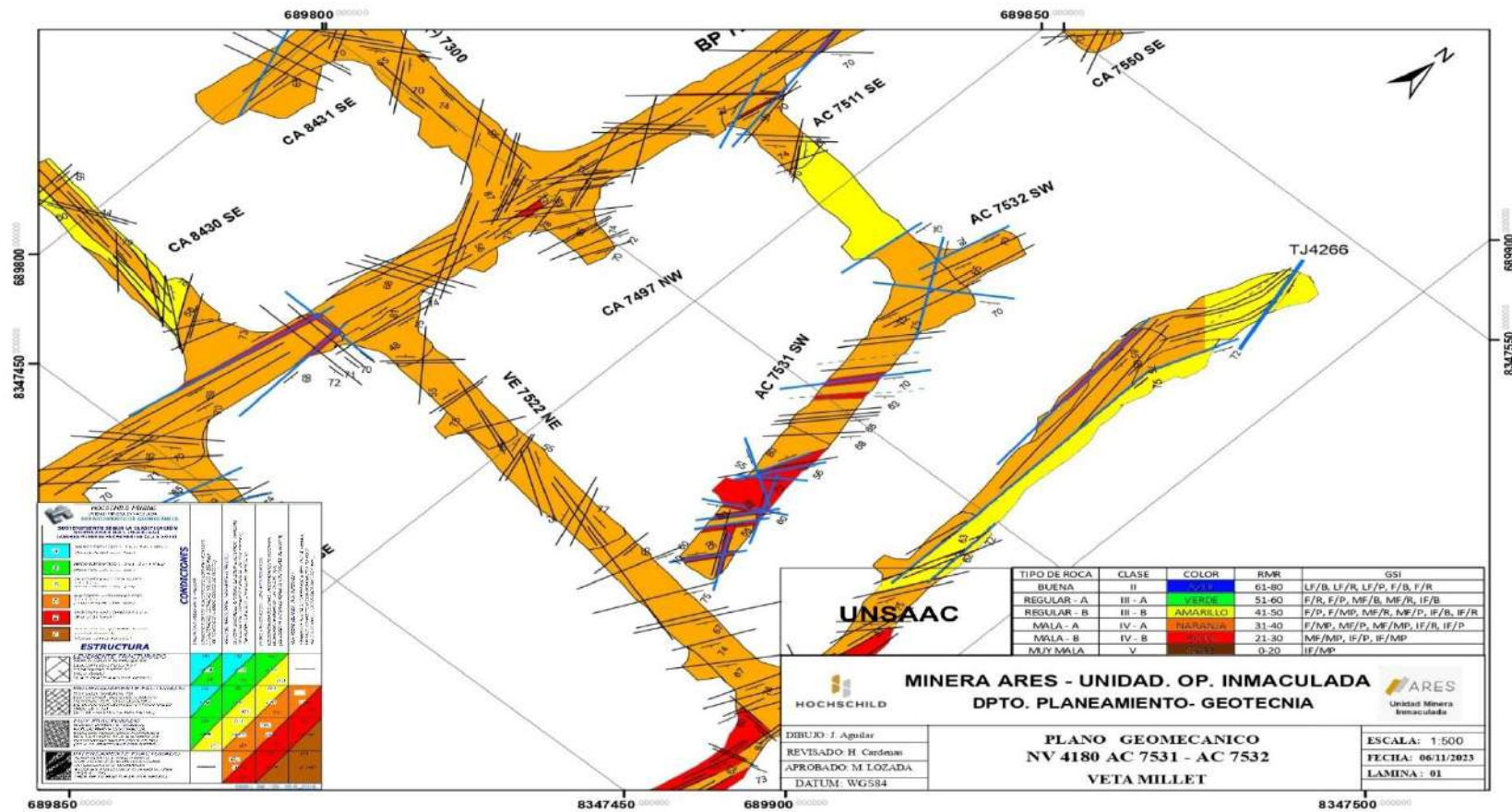
TIPO DE ROCA	CLASE	COLOR	RMR	GSI
BUENA	II	AZUL	61 - 80	LF/B, LF/R, LF/P, F/B, F/R
REGULAR - A	III - A	VERDE	51 - 60	F/R, F/P, MF/B, MF/R, IF/B
REGULAR - B	III - B	AMARILLO	41 - 50	F/P, F/MP, MF/R, MF/P, IF/B, IF/R
MALA - A	IV - A	ANARANJADO	31 - 40	F/MP, MF/P, MF/MP, IF/R, IF/P
MALA - B	IV - B	ROJO	21 - 30	MF/MP, IF/P, IF/MP
MUY MALA	V	CAFÉ	0 - 20	IF/MP

En la tabla mosrada se indica que tipo de roca tenemos en el tajo de estudio y el RMR con colores que indican que tenemos dos tipos de rocas

4.1. PLANO GEOMECANICO

En el presente plano se muestra la ubicación del tajo 4266 , los tipos de rocas que se encuentra en el tajo con los colores designados de cada tipo de roca , en las leyendas se muestran el cuadro de valores de los laclculos geomecanicos

Plano 7: Plano Geomecánico



Fuente: geomecánica Hochschild

4.2. RESULTADOS DE LOS DISPAROS PUROS (14PIES)

En la presente figura se muestra los avances de cada sema y como varia el avance lineal de semana

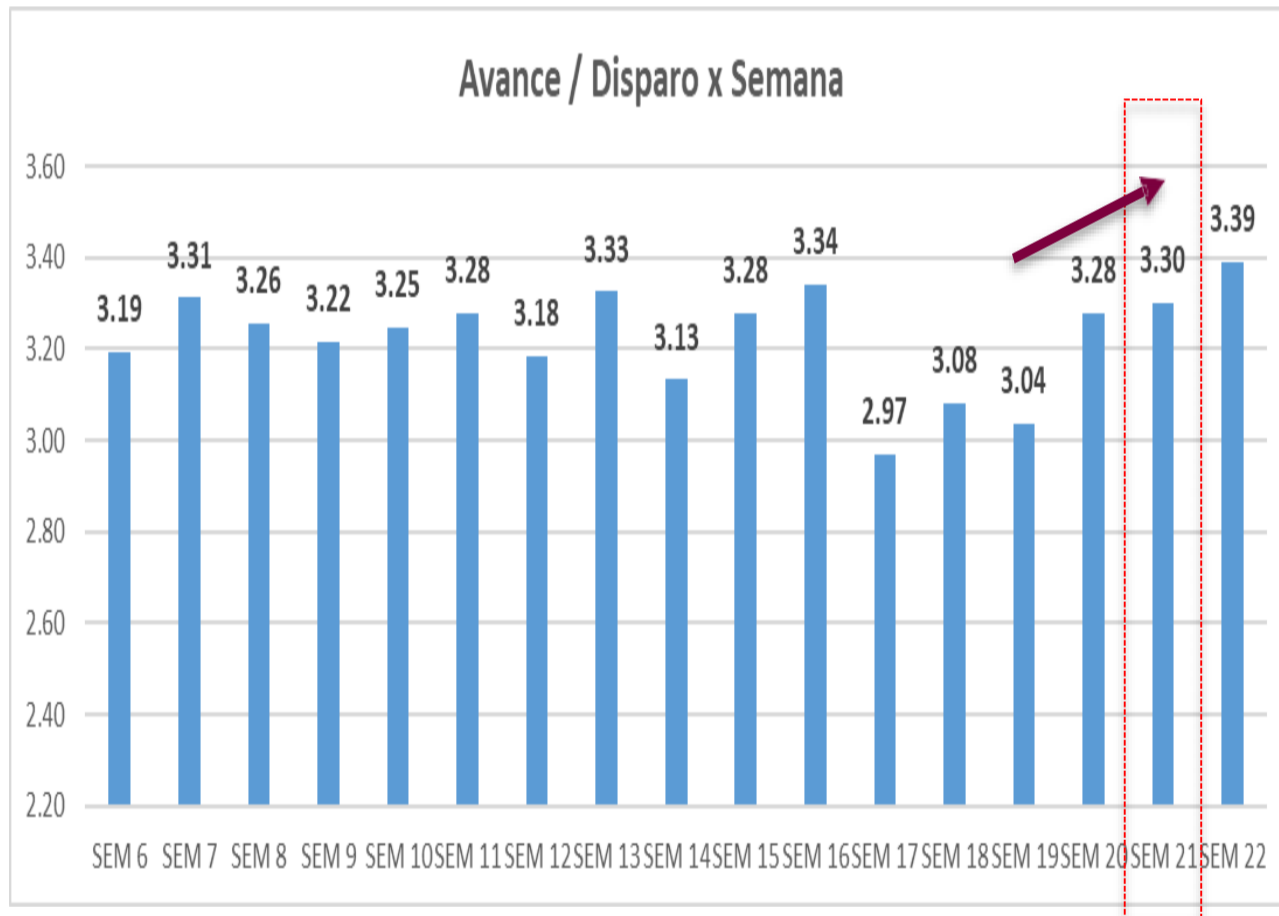
Figura N° 82 Resultados de los disparos puros



Fuente : topografía Hochschild

En la presente figura se muestra los avances lianas por semana y la cual evidencia la variación en el avance y sobre todo no lograr llegar a la longitud adecuada por disparo

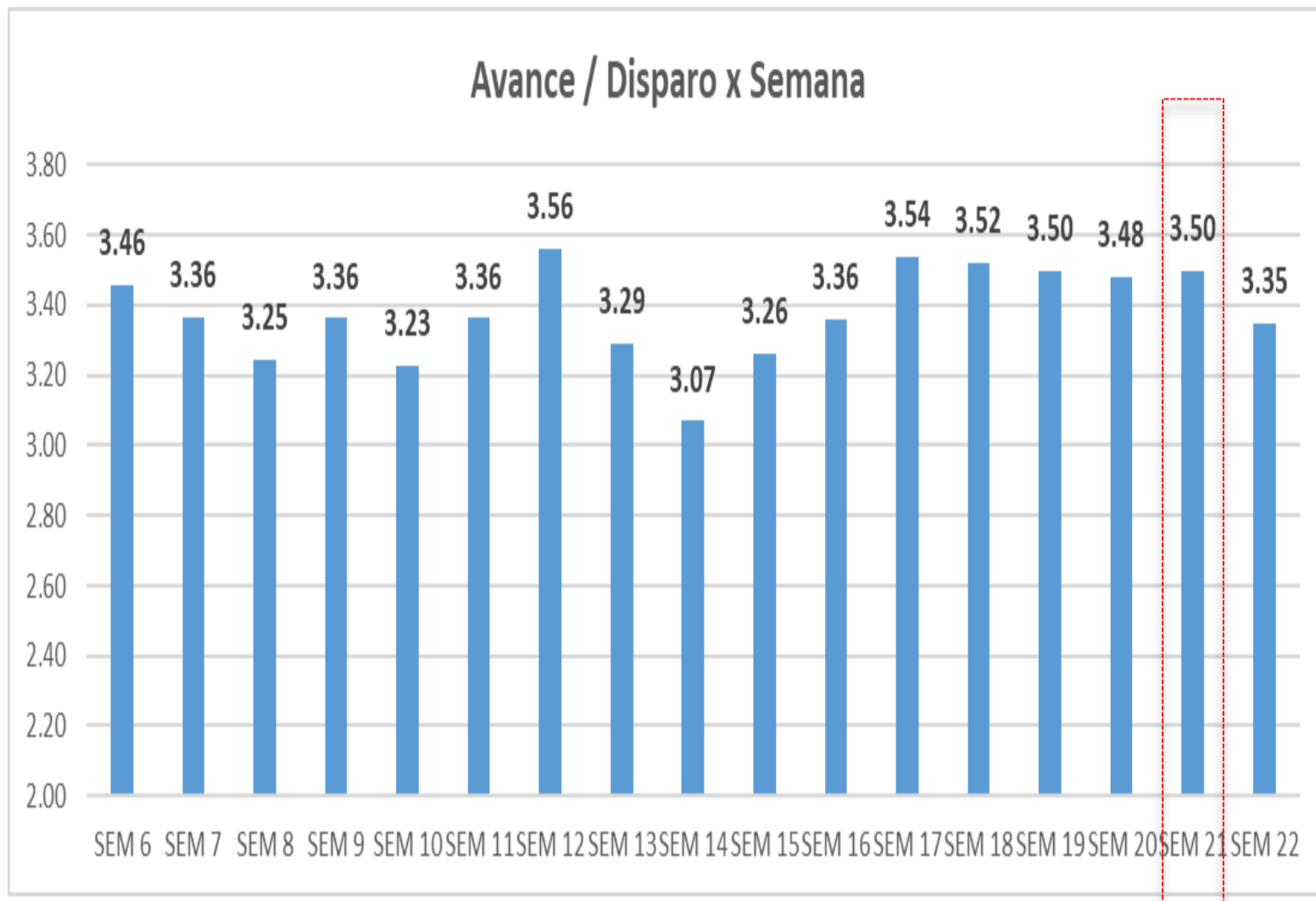
Figura N° 83 Avance en tipo de rocas IIB



Fuente : topografía Hochschild

En la presente figura muestra los avances de la roca IVA y como se evidencia el avance lineal por semana se aproxima y vordea al avance linial que debería ser

Figura N° 84 Avance en tipo de roca IVA



Fuente: topografía Hochschild

Las observaciones que se tienen son :

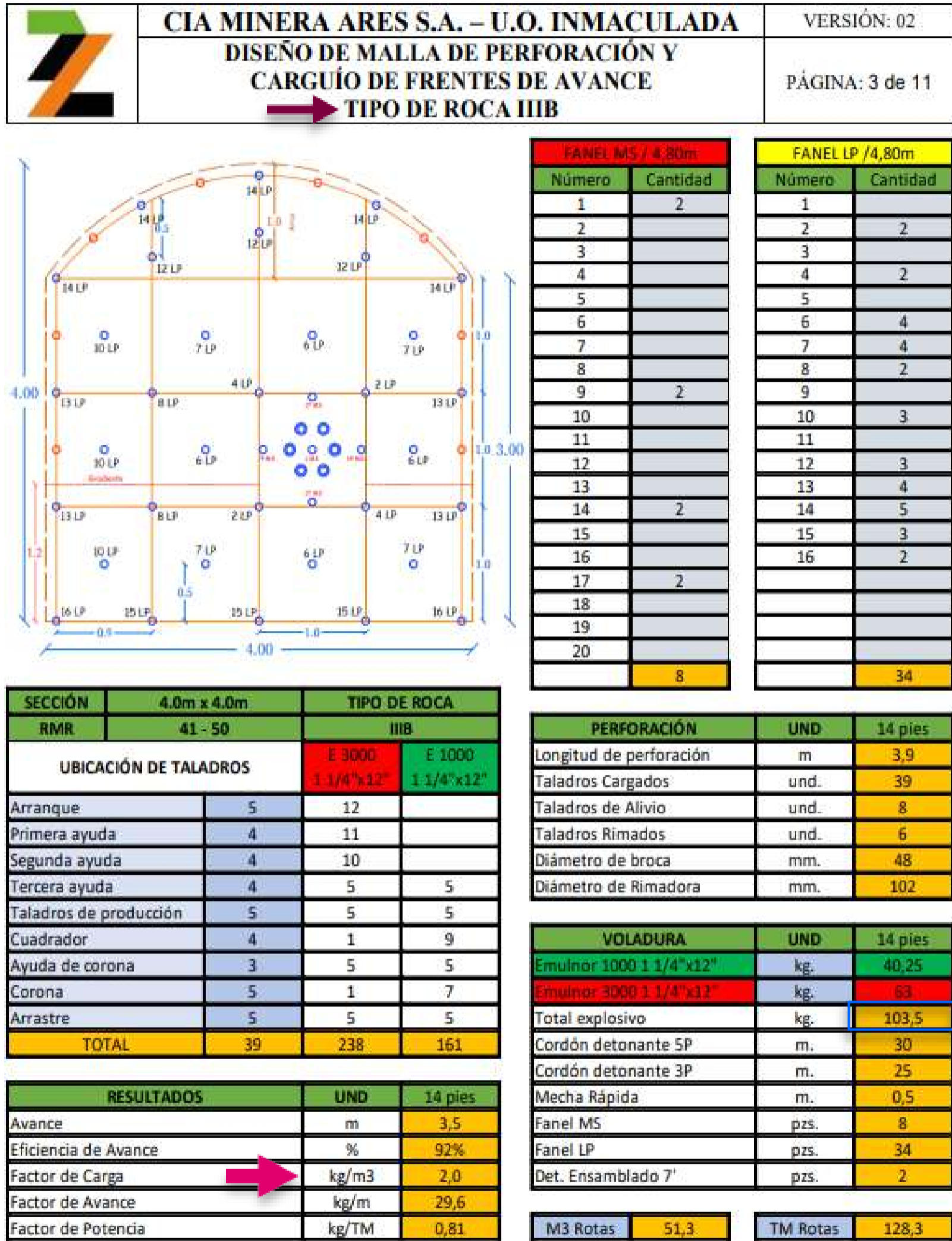
Semana 20 al 22 de acuerdo al trabajo de seguimiento de labores en IIIB el avance promedio esta en incremento, (Semana 22 hasta el 24 de mayo)

Mi persona viene realizando pruebas con otra carga explosiva para IIIB y sustentar el incremento de la misma.

Tipo IVA desde la semana 17 al 21 el promedio es constante en 3.50 m cumpliendo el objetivo, semana 22 cambio de explosivos en el diseño de carga

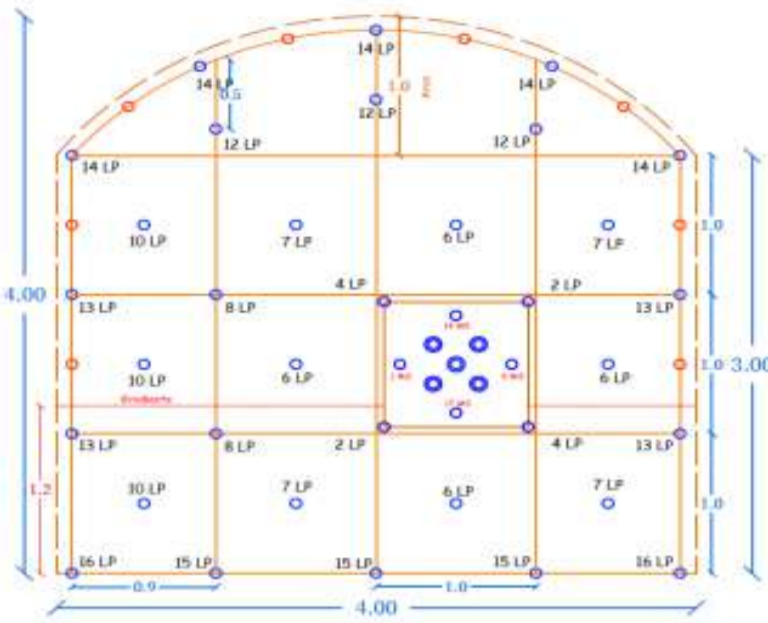
En la presente figura se muestra como es el diseño de malla que tiene la empresa para realizar sus perforaciones en la roca IIBB y aki se especifica todo los cálculos y requerimientos en el diseño de malla y en cantidad de voladura

Figura N° 85 Avances En Rocas IIBB



En la presente figura se muestra como es el diseño de malla que tiene la empresa para realizar sus perforaciones en la roca IVA y aki se especifica todo los cálculos y requerimientos en el diseño de malla y en cantidad de voladura

	CIA MINERA ARES S.A. – U.O. INMACULADA	VERSIÓN: 02
	DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y CARGUÍO DE FRENTE DE AVANCE TIPO DE ROCA IVA	PÁGINA: 3 de 11



FANEL MS / 4,80m		FANEL LP / 4,80m	
Número	Cantidad	Número	Cantidad
1	2	1	2
2		2	2
3		3	
4		4	2
5		5	
6		6	4
7		7	4
8		8	2
9	2	9	
10		10	3
11		11	
12		12	3
13		13	4
14	2	14	5
15		15	3
16		16	2
17	2		
18			
19			
20			
	8		34

SECCIÓN	4.0m x 4.0m	TIPO DE ROCA	
RMR	31 - 40	IVA	
UBICACIÓN DE TALADROS		E 3000 1 1/4"x12"	E 1000 1 1/4"x12"
Arranque	4	12	
Primera ayuda	4	11	
Segunda ayuda	4	4	6
Tercera ayuda	4	4	6
Taladros de producción	5	4	6
Cuadrador	4	1	8
Ayuda de corona	3	4	6
Corona	5	1	7
Arrastre	5	4	6
TOTAL	38	185	193

PERFORACIÓN	UND	14 pies
Longitud de perforación	m	3,9
Taladros Cargados	und.	38
Taladros de Alivio	und.	8
Taladros Rimados	und.	6
Diámetro de broca	mm.	48
Diámetro de Rimadora	mm.	102

VOLADURA	UND	14 pies
Emulnor 1000 1 1/4"x12"	kg.	48,25
Emulnor 3000 1 1/4"x12"	kg.	49
Total explosivo	kg.	97,5
Cordón detonante 5P	m.	30
Cordón detonante 3P	m.	25
Mecha Rápida	m.	0,5
Fanel MS	pzs.	8
Fanel LP	pzs.	34
Det. Ensamblado 7'	pzs.	2

RESULTADOS	UND	14 pies
Avance	m	3,5
Eficiencia de Avance	%	92%
Factor de Carga	kg/m ³	1,9
Factor de Avance	kg/m	27,8
Factor de Potencia	kg/TM	0,76

M3 Rotas	51,3	TM Rotas	128,3
-----------------	-------------	-----------------	--------------

En el proceso de carguío se evidencio que el taco del arranque es mucho para realizar una buena voladura

Figura N° 86 Longitud del taco luego de cargar al arranque



Las observaciones que se tienen son :

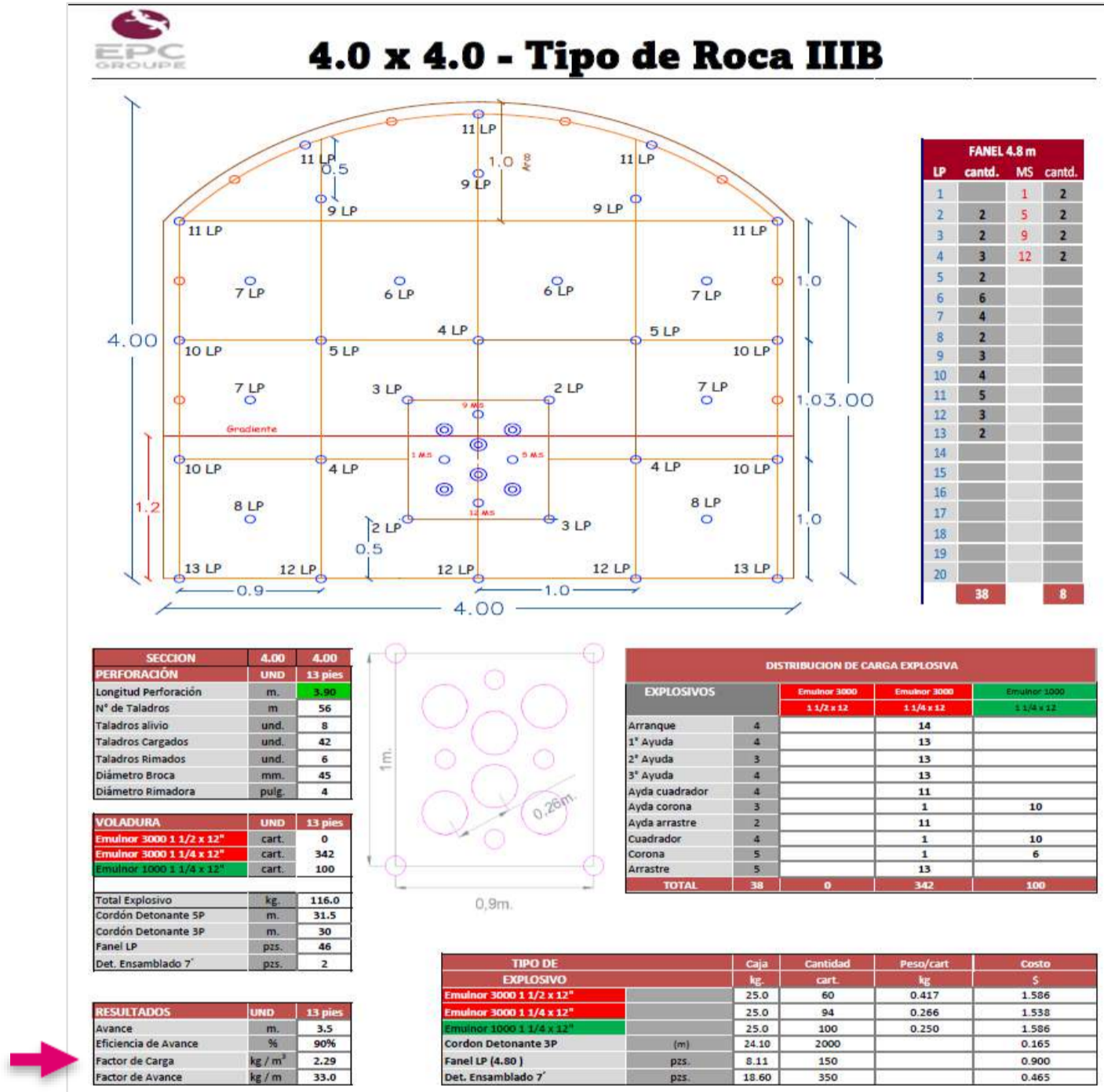
- La diferencia entre la malla de IIB y la malla IVA es de solo 6 kg equivalente a 24 cartuchos, una diferencia mínima
- El factore de carga para la roca IIB es de 2.0 kg/m³ . se tiene como factor de voladura para este tipo de roca va entre 2.2 a 2.5 Kg /m³
- Cargar el arranque solo con 12 cartuchso como indican ambas mallas la cual generan un taco 8 del collar ultiko cartucho) de 1 metro , longitud exesiva para una buena voladura

- Se ha estado llevando **8 bolas (100Kg)** para todos los disparos, independiente del tipo de roca, ya que no sacas por unidades
- La carga diseñada según la malla y con 12 cartuchos (arranque) es la **razón** por la que los disparos en IIB son bajos.

4.3. PROPUESTA DE MALLA PARA LA ROCA IIB

En la presente figura se muestra todo los cálculos y requerimientos que se plantea para la roca IIB

Figura N° 87 Propuesta



- se ha rediseñado la malla para tipo de roca IIB, con una carga de **113 Kg**
- El factor de carga para IIB es **2.3 Kg/m³**.
- Se carga el arranque con 14 cartuchos como indica la malla de la izquierda, que genera un taco (Del collar al último cartucho) de **0.35m**, Longitud idónea para una buena voladura
- En la figura se muestra el longitud de taco

Figura N° 88 Longitud del taco



Fuente : propia

En la siguiente figura se muestra el vale para los explosivos

Figura N° 89 Tradicional

TRADICIONAL

Formulario de control de explosivos tradicional. Incluye campos para turno, nivel, sección, mineral, cuenta pep, código, despacho, devolución, y una tabla de control de explosivos con 16 columnas (N° 1 a N° 16) y 4 filas de datos. Se observan firmas y sellos en la parte inferior.

Fuente : voladura Hochschild

Figura N° 90 Prueba N° 01

PRUEBA N°01

Formulario de control de explosivos de prueba N° 01. Estructura similar al formulario tradicional, pero con un encabezado que indica 'PRUEBA N°01'. Incluye los mismos campos de información y la tabla de control de explosivos.

Fuente : voladura Hochschild

Figura N° 91 Prueba N° 02

RUEBA N°02





Formulario de control de explosivos de prueba N° 02. Estructura similar a los anteriores, con un encabezado que indica 'RUEBA N°02'. Incluye los mismos campos de información y la tabla de control de explosivos.



Fuente : voladura Hochschild

4.4. RESULTADOS DE LAS PRUEBAS

Se muestra todo los detalles desde el proceso de voladura hasta cantidad de explosivos y es la primera prueba

Figura N° 92 Resultados de la pruebas de la APC Andina

 REPORTE DE PERFORACIÓN Y VOLADURA 		
FASE 3 - IMPLEMENTACION		
FECHA	3-May	
SUPERVISOR DE EPC ANDINA	U. ZAPANA	
TURNO	noche	
LABOR	TJ 4266	
TIPO DE ROCA	IIIB	
ALTURA PLAN (m)	4.00	
ANCHO PLAN (m)	4.00	
ALTURA REAL (m)	4.70	
ANCHO REAL (m)	4.70	
PERFORACIÓN		
JUMBO	JB-45	
OPERADOR	Celso Manuelo	
INICIO PERFORACIÓN	3:45 a. m.	
TERMINO PERFORACIÓN	5:30 a. m.	
N° TALADROS (45 mm)	42	
N° TALADROS (102 mm)	6	
LONG. PERFORACIÓN (m)	3.9	
DIÁMETRO DE PERFORACIÓN (mm)	45	
TIEMPO PERFORACIÓN (min)	2	
PINTADO DE MALLA	BUENO	
USO DE GUIADORES	SI	
CONTROL PARALELISMO	REGULAR	
AGUA DINAMICA / FRENTE	NO	
PARADA MEC/ELECT INICIO (HR)	-	
PARADA MEC/ELECT FINAL (HR)	-	
OBS MECANICOS/ELECTRICOS:		
OBSERVACIONES		
Se realizo el pintado y perforacion de arranque de la etapa de implementacion y control de paralelismo.		
CARGUÍO - VOLADURA		
HORA INICIO DE CARGUÍO	5:30 a. m.	
HORA FINAL DE CARGUÍO	6:30 a. m.	
CARGADOR	Oscar Challa	
Longitud de Fanel	4.20	
Emulnor 3000 1 1/4" x 12" (Kg)	75	
Emulnor 1000 1 1/4" x 12" (Kg)	38	
Cordon Detonante 3P (m)	32	
TOTAL KILOS EXPLOSIVOS	113	
ATACADORES	BUENO	
OBSERVACIONES:		
Por falta de material no se logro realizar las nueve cañas para poder controlar la sobrerotura por completo, asi como el control del avance pintando puntos contras.		
RESULTADOS		
AVANCE	3.80	
EFICACIA	97%	
FACTOR DE CARGA (Kg/ml)	29.6	
SOBRE EXCAVACIÓN (%)	9%	

 REPORTE DE PERFORACIÓN Y VOLADURA 	
FASE 3 - IMPLEMENTACION	
FECHA	7-May
SUPERVISOR DE EPC ANDINA	U. ZAPANA
TURNO	Día
LABOR	TJ 4266
TIPO DE ROCA	IIIB
ALTURA PLAN (m)	4.00
ANCHO PLAN (m)	4.00
ALTURA REAL (m)	4.20
ANCHO REAL (m)	4.30
PERFORACIÓN	
JUMBO	J8-45
OPERADOR	Celso Manuelo
INICIO PERFORACIÓN	3:00 p. m.
TERMINO PERFORACIÓN	5:45 p. m.
N° TALADROS (45 mm)	42
N° TALADROS (102 mm)	6
LONG. PERFORACIÓN (m)	3.9
DIÁMETRO DE PERFORACIÓN (mm)	45
TIEMPO PERFORACIÓN (min)	2
PINTADO DE MALLA	BUENO
USO DE GUIADORES	SI
CONTROL PARALELISMO	REGULAR
AGUA DINAMICA / FRENTE	NO
PARADA MEC/ELECT INICIO (HR)	-
PARADA MEC/ELECT FINAL (HR)	-
OBS MECANICOS/ELECTRICOS:	
OBSERVACIONES	
Se hizo el pintado de la malla y arranque (uso de plantilla), y la prolongación de las colas para mantener el paralelismo de la viga del jumbo.	
CARGUÍO - VOLADURA	
HORA INICIO DE CARGUÍO	5:55 p. m.
HORA FINAL DE CARGUÍO	6:30 p. m.
CARGADOR	Oscar challa
Longitud de Fanel	4.20
Emulsión 3000 1 1/4" x 12" (Kg)	88
Emulsión 1000 1 1/4" x 12" (Kg)	25
Cordon Detonante 3P (m)	30
TOTAL KILOS EXPLOSIVOS	113
ATACADORES	BUENO
OBSERVACIONES:	
El cargado se realizó con un buen cebado, aunque es necesario conseguir atacadores de 4 metros y no de 3 como los que se encontraron en la labor VE 6395 para poder cargar y atacar correctamente.	
RESULTADOS	
AVANCE	3.50
EFICACIA	90%
FACTOR DE CARGA (Kg/ml)	32.1
SOBRE EXCAVACIÓN (%)	13%



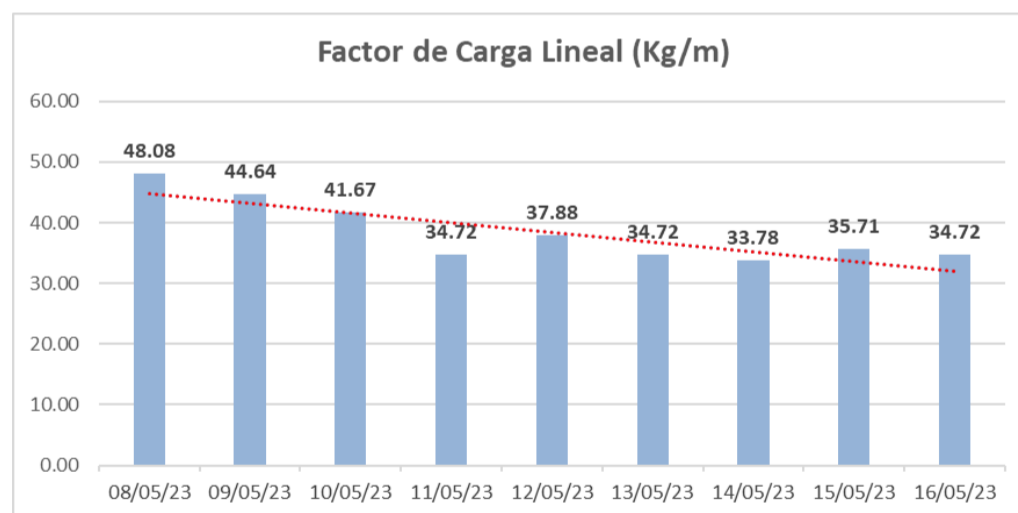
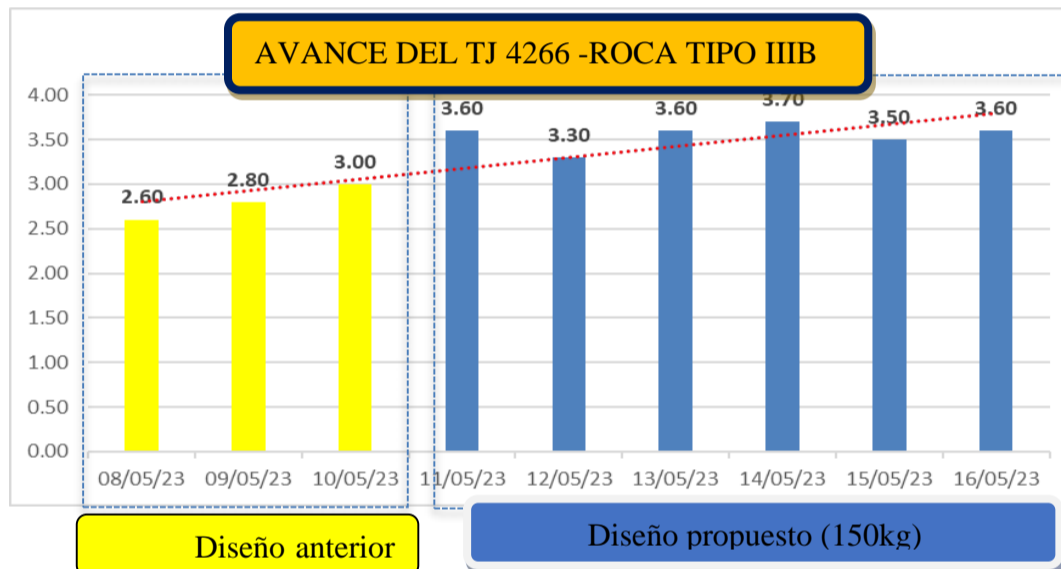
- Como herramienta de gestión EPC ANDINA realizó un reporte de campo diario donde registra las variables cuantitativas y cualitativas
- Los resultados son de acuerdo al levantamiento topográfico

4.5. RESULTADOS DE LAS PRUEBAS

Figura N° 93 Diseño Propuesta
 → Diseño Propuesto

DISEÑO DE CARGA - TIPO III B						
SECCIONES	TIPO DE ROCA	EMULNOR 3000 1 1/4 x 12''		EMULNOR 3000 1 1/4 x 12''		TOTAL Kg
		BOLSAS	(+) UNIDADES	BOLSAS	(+) UNIDADES	
3.5 x 3.5	IIIB	6	6	2	0	101.6
3.5 x 4.0	IIIB	6	7	2	0	101.8
4.0 x 4.0	IIIB	8	0	2	0	113
4.5 x 4.0	IIIB	8	5	2	0	126.3
4.5 x 4.5	IIIB	9	0	2	0	137.5

En la presente tabla se muestra como es el avance en el tipo de roca IIIB las muestras se toman día a día en una sola guardia



Fuente : topografía Hochschild

¿como varia el consume de explosivos ?

- ANTES , con 100.0 Kg y 3.0 m de avance , se tiene 33.3 kg/m
- PRUEBAS , con 113 kg y 3.5 m de avance se tiene 32.1kg/m
- Como factor de carga lineal no existe incremento, por el contrario, los disparos son mas eficientes

COSTOS

en las presentes tablas se muestran los costos de cada accesorio para el proceso de perforación y voladura

Tabla N° 47 Costos materiales y personal

DESCRIPCION	Cuadrilla / Equipo	Und.	Cant.	P. U. US\$	Parcial US\$	Total US\$
Labor: tajo 4266 de 4.0 x 4.0 (Tipo Roca III)				AVANCE:	1	ML/GRD
OPERADOR DE EQUIPO FRONTONERO	1.0000	HH	2.59	8.57	22.20	
AYUDANTE DE EQUIPO DE PERFORACION	1.0000	HH	2.59	5.92	15.33	
MAESTRO CARGADOR	1.0000	HH	2.59	6.49	16.80	
AYUDANTE CARGADOR	1.0000	HH	2.59	5.92	15.33	
ALMACENERO	0.5000	HH	1.30	-	-	
OPERADOR DE SCOOPTRAM	1.0000	HH	2.59	7.63	19.75	89.42
BARRA JUMBO 14 PIES		UND	0.04	463.99	16.59	
BROCA 45MM		UND	0.19	69.39	13.23	
SHANK ADAPTER		UND	0.02	214.50	5.11	
COUPLING		UND	0.02	84.96	2.03	
BROCA RIMADORA		UND	0.01	220.80	1.80	38.76
ACEITE DE PERFORACION		GLN	0.51	11.00	5.65	
ENGRAPADOR BAND IT		UND	0.01	114.97	0.57	
CINTA BAND IT, INC HEBILLA		ML	0.40	1.95	0.78	
REFLECTOR PARA EL FRENTE		UND	0.01	50.00	0.25	
TUBO PVC - PARA PRECORTE		UND	5.83	1.90	11.08	
MANGUERA DE LONA 1/2", 100 PSI		ML	0.10	3.00	0.30	
MANGUERA DE LONA 1", 100 PSI		ML	0.10	4.95	0.50	
HERRAMIENTAS		% M.O.	4.00%	89.42	3.58	22.71
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD		GDA	1.83	3.91	7.17	7.17
JUMBO SID	0.2730	HM	0.96	110.00	105.11	
SCOOPTRAM 6.0 YD3	0.3600	HM	1.26	94.00	118.44	
AFILADORA DE BROCAS	0.2500	HM	0.88	1.05	0.92	
BOMBA DE ACHIQUE	-	HM	-	5.40	-	224.46
SUB TOTAL COSTO DIRECTO:						382.53
UTILIDAD	10.00%					38.25
GASTOS GENERALES	43.60%					166.77
PETROLEO DIESEL		GLN	8.84	2.98	26.33	26.33
TOTAL:						613.88

Fuente: propio

Tabla N° 48 Costos de explosivos diseño anterior

costo por disparo - proyecto antiguo					
DESCRIPCION	Und.	Cant.	P. U. US\$	Parcial US\$	Total US\$
EMULNOR 1000 1 1/4 X 12	CART	200.00	2.29	458.20	458.20
EMULNOR 3000 1 1/4 X 12	CART	141.00	2.39	337.13	795.33
FANEL	UND	39.00	1.08	42.12	837.45
CORDON DETONANTE 3P	ML	32.00	0.18	5.76	843.21
CORDON DETONANTE 5P	ML	35.00	0.20	7.00	850.21
CARMEX 7 PIES	UND	2.00	0.63	1.26	851.47
					851.47

costo por disparo US\$	long de avance m	precio/metro US\$	proyecto anual m	cantidad dips/año	costo/año US\$
851.47	2.8	442.09	578.08	206	175792.06

valor /disparo US\$	valor total/año US\$	ganacias/año US\$
1237.85	255563.39	79771.32

Fuente : propio

Costo de explosivos abastecidos por la empresa famesa

Tabla N° 49 Costos de explosivos diseño propuesto

costo por disparo - nuevo proyecto					
DESCRIPCION	Und.	Cant.	P. U.	Parcial	Total
			US\$	US\$	US\$
EMULNOR 1000 1 1/4 X 12	CART	100.00	2.29	229.10	229.10
EMULNOR 3000 1 1/4 X 12	CART	342.00	2.39	817.72	1,046.82
FANEL	UND	42.00	1.08	45.36	1,092.18
CORDON DETONANTE 3P	ML	30.00	0.18	5.40	1,097.58
CORDON DETONANTE 5P	ML	32.00	0.20	6.40	1,103.98
CARMEX 7 PIES	UND	2.00	0.63	1.26	1,105.24
					1,105.24

costo por disparo	long de avance	precio/metro	proyecto anual	cantidad dips/año	costo/año
US\$	m	US\$	m		US\$
1,105.24	3.55	442.09	578.08	163	179976.66

valor /disparo	valor total/año	ganancias/año
US\$	US\$	US\$
1569.42	255563.39	75586.73

Fuente: propio

Tabla N° 50 diferencias de voladura y disparos

DIFERENCIA DE VALOR EN LA VOLADURA	DIFERENCIA DE DISPAROS
4184.60	44

Fuente: propia

Tabla N° 51 Costo optimizado

AHORRO EN MATERILES Y MANO CALIFICADA PARCIAL (US\$/ año)	AHORRO EN MATERILES Y MANO CALIFICADA TOTAL (US\$/ año)
26776.04	22591.44

AHORRO EN DISPAROS	AHORRO TOTAL
US\$	US\$
68454.47871	95230.52

CAPÍTULO V: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. CONCLUSIONES

1. Según el estudio geomecánico se encuentran dos tipos de rocas en la zona 3 del tajo 4266 de veta Millet, tal como se muestra :

	IIIB	IVA
RMR	40-50	30-40
RQD	55	35
Q	1,1	0,58

CARTILLA GSI

HOCCHILD MINING
UNIDAD MINERA INMACULADA
DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

SOSTENIMIENTO SEGUN LA CLASIFICACIÓN GEOMECANICA G.S.I. (Modificado)
LABORES MINERAS PERMANENTES (3.5 a 5.0 m)

A	PERNO SISTEMÁTICO 1 . 5 x 1 . 5 m. Y MALLA (Perno Helicoidal; Long. 7pies)	CONDICIONES	
B	PERNO SISTEMÁTICO 1 . 2 x 1 . 2 m. Y MALLA (Perno Helicoidal; Long. 7pies)		
C	SHOTCRETE (0-2") PERNOS SIST. 1.2 x 1.2 m. (Perno Helicoidal; Long. 7pies)		
D	SHOTCRETE (0-2") PERNOS SIST. 1.2 x 1.2 m. (Perno Helicoidal; Long. 7pies)		
E	SHOTCRETE (0-3") CIMBRAS A 1.5 m. (Shot 1/1 25 kg/m ³)		
F	SHOTCRETE (0-3") CIMBRAS A 1.0 m. (Shot 1/1 25 kg/m ³) (Avanzar con marchavantes)		

ESTRUCTURA

<p>LEVEMENTE FRACTURADO TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75-90) (2 A 5 FRACTURAS POR METRO)</p>				
<p>MODERADAMENTE FRACTURADO MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADO POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50 - 75) (6 A 11 FRACTURAS POR METRO)</p>	(A)	(B)	(C)	(E)
<p>MUY FRACTURADO MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50) (12 A 19 FRACTURAS POR METRO)</p>	(B)	(C)	(D)	(E)
<p>INTENSAMENTE FRACTURADO PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)</p>	---	(D)	(E)	(F)

CODE: GM-105I Y2.0 2016

689850.000000

TIPO DE ROCA	CLASE	COLOR	GSI
REGULAR-B	III-B	AMARILLO	F/P,F/MP,MF/R,MF/P,IF/B,IF/R
MALA- A	IV-A	ANARANJADO	F/MP,MF/P,MF/MP,IF/R,IF/P

Según a la malla que se presento para las pruebas con un total de 56 taladros perforados y con 42 taladros cargados , con 113 kg de explosivos . Se mejora la eficiencia en el tipo de roca IIIB

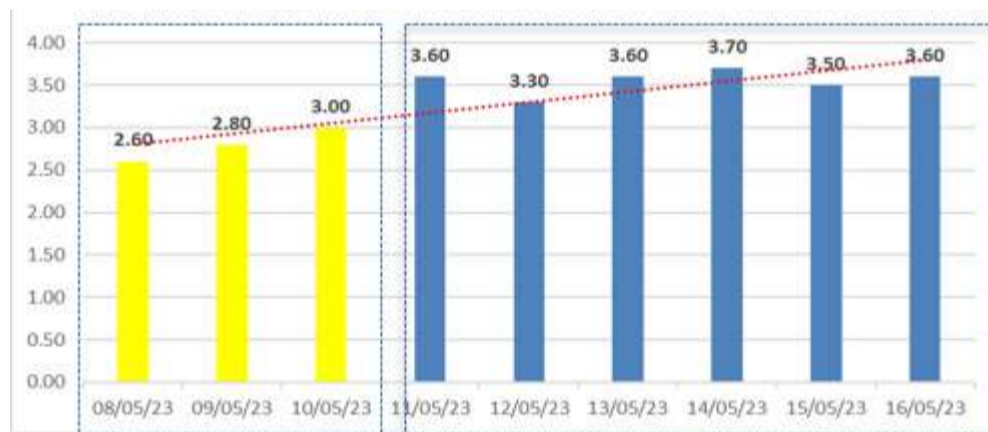
DATOS	ANTES	AHORA
Total de explosivos (kg)	100	113
Avance (m)	2.80	3,55
Eficiencia (%)	88	90
Factor de carga (kg/m3)	2.0	2,29
Factor de avance(kg/m)	29.6	33.0

Según los estudios y los calculo que se realizo en el estudio geomecanico con un RMR que va en de 45-50 y un RQD que va desde 25 a 50% y la cartilla GSI .En la zona 3 del tajo 4266 de veta Millet existe varios tipos de roca según el estudio geomecánico , las cuales son:

IIIB, IVA,

Las pruebas que se realizaron con el rediseño de malla y carga se evidencia que la longitud apropiada para la zona 3 del tajo 4266 de veta Millet es de 3.5 en cada tipo de roca existente en el tajo

Cuadro estadístico den antes y después



El costo optimizado es 95230.52 US\$ en materiales y personal en la zona 3 del tajo 4266 de veta Millet (tabla Nª 51)

AHORRO EN MATERILES Y MANO CALIFICADA PARCIAL (US\$/ año)	AHORRO EN MATERILES Y MANO CALIFICADA TOTAL (US\$/ año)
26776.04	22591.44

AHORRO EN DISPAROS US\$	AHORRO TOTAL US\$
68454.47871	95230.52

5.2. RECOMENDACIONES

1. Las recomendaciones del área de geomecánica se debe tomar en cuenta para cada trabajo (sostenimiento, perforación o voladura), en la perforación y voladura el diseño de malla y la cantidad de carga de voladura dependerá del tipo de roca
2. Es importante realizar un buen desate de rocas (antes , durante y después) y sostenimiento según recomendación geomecánica para iniciar con el proceso de perforación y voladura
3. El pintado de la malla de perforación es primordial para mantener el espaciamiento y burden adecuado para una correcta perforación
4. Se recomienda que en el proceso de perforación mantener el paralelismo de taladro a taladro para evitar banqueo de rocas

5.3. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Alania, J. (2023). *Estudio geomecánica para aplicar el sostenimiento con shotcrete vía húmeda en la mina Coturcan – compañía minera Lincuna S.A.* Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión. Obtenido de http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/3450/1/T026_47687925_T.pdf
- Cabello, O. (2018). *Guía De Criterios Geomecánicos En Minería Subterránea Como Herramienta Para La Prevención De Accidentes Fatales Por Caída De Roca.* Pontificia Universidad Católica Del Perú.
- Calderón , G. (2019). *Plan de minado en la explotación de la unidad minera de immaculada – HOCHSCHILD MINING – Ayacucho 2017.* Unamba. Obtenido de <http://repositorio.unamba.edu.pe/handle/UNAMBA/689>
- Castillón, A. (2018). *Desarrollo de la herramienta blastmine para la optimización del diseño de voladura en túneles y* 7Sc8F4pJN4ooMzCxP9gadY9JhTAh3DupWXwzoM2WSZQZ. Universidad Nacional del centro del Perú. Obtenido de https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/4965/T010_73868674_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Chuquicondo, C. (2021). *Influencia De La Estabilidad Del Macizo Rocoso Y Efecto De La Voladura En El Dimensionamiento De Tajeo En Una Mina Subterránea.* Universidad Nacional De San Agustín De Arequipa. Obtenido de <https://repositorio.unsa.edu.pe/server/api/core/bitstreams/ecbc175c-9608-48ba-8080-b8e30d3b63f0/content>
- Cruz, R., & Rapre, J. (2022). *Optimización de la perforación y voladura de los tajeos para incrementar la producción de mineral de la Veta Guisela, Unidad Minera Chungar.* Universidad Continental. Obtenido de https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/12296/4/IV_FIN_110_TE_Cruz_Rapre_2022.pdf
- Flores, C. (2023). *Evaluación técnico-económica en la selección del método ...* Universidad Nacional San Luis .
- Gonzales, I. (2002). *Ingeniería Geológica.* Pearson. Obtenido de https://edisciplinas.usp.br/pluginfile.php/5540850/mod_resource/content/1/Livro%202.pdf
- Hinostroza, M. (2019). *Parámetros geomecánicos en la evaluación del macizo rocoso para el diseño del tajeo de producción veta travieso en la Unidad Huarón - Pan American Silver Huarón S.A.* Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión.
- Huamán, J. (2018). *“Aplicación Del Método Gráfico De Estabilidad Para Una Explotación Por Taladros Largos Del Nv. 395 Al Nv. 370 En Unidad Islay – Volcan Compañía Minera S.A.A. 2018”.* UNASAM. Obtenido de https://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/4265/T033_70474687_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Mamani, M. (2022). *Evaluación Geotécnica Según Los Métodos Rmr Y Q De Barton En La Construcción Del Túnel Trasandino En El Distrito De San Bartolomé – Lima.* Universidad Nacional Del Altiplano.
- Mejía, D. (2021). *Evaluación del macizo rocoso aplicando el método gráfico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos.* Universidad Continental. Obtenido de https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/11479/1/IV_FIN_110_TE_Mej%C3%ADa_Le%C3%B3n_2021.pdf
- Oviedo, J. (2019). *“Diseño Y Evaluación Geomecánica Del Inclinado N° 6 Para Asegurar La Estabilidad Del Macizo Rocoso En La Sociedad Minera De Responsabilidad Limitada – Gedeon S.A.”.* Universidad Nacional De San Agustín De Arequipa.
- Pinto , J. (2018). *Desarrollo del programa para la extracción de roca mediante perforación y voladura en cantera Pucu Pucu Pevoex Contratistas Generales S.A.C. Mina Immaculada.* Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. Obtenido de <https://repositorio.unsa.edu.pe/items/d5fd731f-31da-48a6-9133-da79b418eb5c>
- Pinto, J. (2018). *“Desarrollo Del Programa Para La Extracción De Roca Mediante Perforación Y Voladura En Cantera Pucu Pucu Pevoex Contratistas Generales S.A.C. Mina Immaculada”.* Universidad Nacional De San Agustín De Arequipa. Obtenido de <https://repositorio.unsa.edu.pe/server/api/core/bitstreams/61e3ccdb-fe60-4865-a50d-85fa85716dff/content>
- Rojas, Y. (2015). *“Parametros Geomecánicos De La Masa Rocosa Para Evaluar El Sostenimiento En La Empresa Explotadora.* Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión.

Turpo, E. (2014). *Planteamiento de minado para una mejor explotación del yacimiento Esperanza de Caraveli*. Universidad Nacional del Altiplano. Obtenido de https://biblioteca.unap.edu.pe/opac_css/index.php?lvl=notice_display&id=79814

Vilca, K. (2021). *Aplicación Del Modelo Matemático Roger Holmberg Para*. Universidad Nacional Del Centro Del Perú.

5.4. ANEXOS







tabla GSI

CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN GSI MODIFICADO		CONDICIÓN SUPERFICIAL						
<p>Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal medidos in situ con un flexómetro, la mala voladura afecta esta condición. Para la resistencia se toma en cuenta la condición de fracturas (abertura, alteración, rugosidad, relleno y recubrimiento).</p> <p>Si las fracturas están cerradas o levemente abiertas, se determina la resistencia golpeando o indentando la roca (resistencia de la roca intacta).</p> <p>La relación del GSI con RMR, en condiciones secas y sin corrección por orientación es la siguiente: $GSI = RMR(seco) - 5$</p> <p>El RMR con el índice Q se relacionan mediante la siguiente relación: $RMR = 15 \log Q + 50$ (Barton, 95)</p> <p>Para relacionar el GSI con el Rmi se toma en cuenta los parámetros Jc (condición de fracturas) y Vb (volumen de bloque).</p> <p>En la caracterización del macizo rocoso no se toma en cuenta la presencia de agua, estado tensional y los métodos constructivos.</p> <p>CORRELACIÓN GSI modificado y RMR'</p>		MUY BUENA (MB) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS O IRREGULARES ONDULADAS, INALTERADAS, CERRADAS (Rc > 250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)	BUENA (B) DISCONTINUIDADES RUGOSAS Y ONDULADAS, PRESENTA SUPERFICIE CON OXIDACIÓN, LIGER. ABIERTA 1-2mm. (Rc 100-250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)	REGULAR (R) DISCONTINUIDADES LISAS, ONDULADAS CON RECUBRIMIENTO DE SERICITA Y CLORITA, MODERADAMENTE ABIERTA DE 2-5mm. (Rc 50-100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	POBRE (P) SUPERFICIE LISA, PLANAS CON ESTRIAS, ABIERTA DE 5mm A 1cm, CON RECUBRIMIENTO DE SERICITA Y CAOLÍN, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 25-50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)	MUY POBRE (MP) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRADA, INTENS. ALTERADA Y MUY ABIERTA > 1 cm, RELLENO DE FRAGMENTOS EN MATRIZ BLANDA O PANIZO. (Rc < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)		
ESTRUCTURA		VOLUMEN DE BLOQUE, Vb						
<p>LEVEMENTE FRACTURADA (LF) TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 100) (1 A 5 FRACT. POR METRO) 20cm < ESPAC. ENTRE DIACLASAS < 100cm.</p>	100cm 50cm 40cm	90 85 80 75					1m ³	
<p>MODERADAMENTE FRACTURADA (F) TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MODERADAMENTE ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 50 - 75) (6 A 10 FRACT. POR METRO) 10cm < ESPAC. ENTRE DIACLASAS < 20cm</p>	20cm 15cm 10cm		70 65 60				1dm ³	
<p>MUY FRACTURADA (MF) CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) (11 A 20 FRACT. POR METRO) 5cm < ESPAC. ENTRE DIACLASAS < 10cm.</p>	8cm 6cm			55 50 45				
<p>INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO FRAGMENTOS ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO) 2cm < ESPAC. ENTRE DIACLASAS < 5cm.</p>	4cm 2cm				40 35 30 25			
<p>TRITURADA (T) MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FÁCILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS EN MATRIZ ARCILLOSA (SIN RQD)</p>	1cm					20 15 10 5	1cm ³	
C. VALLEJO, 2011		12	4.5	1.7	0.67	0.25	0.1	
		FACTOR DE ESTADO DE LAS DIACLASAS, Jc						

cartilla GSI abertura permanente de 3.5 a 5.0m

cartilla GSI abertura permanente de 5.

0 a 7.0m

CONDICIONES		TIPO ROCA (MPa)					
		60	65	70	75	80	
<p>BUENA (muy resistente, fresca). Discontinuidades muy rugosas, fracturas cortas. Sin atracción. Se rompe con varios golpes de picá (más de 3 golpes) (Rc 100 a 250 MPa)</p>	(A)	LF/R	F/R	MF/R	IF/R	LFMP	(A)
	(B)	F/R	MF/R	IF/R	LFMP	(B)	(B)
	(C)	MF/R	IF/R	LFMP	(C)	(C)	(C)
	(D)	IF/R	LFMP	(D)	(D)	(D)	(D)
<p>REGULAR (resistente, levemente afreado). Discontinuidades rugosas, ligeros huecos (menos de 1cm), relleno duro. Levemente afreado con manchas de oxidación. Se rompe con 1 a 2 golpes de picá (Rc 50 a 100 MPa)</p>	(A)	LFR	F/R	MF/R	IF/R	LFR	(A)
	(B)	F/R	MF/R	IF/R	LFR	(B)	(B)
	(C)	MF/R	IF/R	LFR	(C)	(C)	(C)
	(D)	IF/R	LFR	(D)	(D)	(D)	(D)
<p>POBRE (Moder. afier). Discontinuidades lisas, moderadamente afreadas (entre 1cm a 3cm). Roca con Atracciones Andadas moderadas. Relevo deleznable. Se hunde superficialmente con golpes de picá (1 a 5cm) (Rc 25 a 50 MPa)</p>	(A)	LFP	F/P	MF/P	IF/P	LFP	(A)
	(B)	F/P	MF/P	IF/P	LFP	(B)	(B)
	(C)	MF/P	IF/P	LFP	(C)	(C)	(C)
	(D)	IF/P	LFP	(D)	(D)	(D)	(D)
<p>MUY POBRE (blanda, muy afreada). Discontinuides pulidas o con estrocas muy abiertas (mayor a 3cm). Relevo suave y arcillas expansivas. Muy afreado. Se hunde más de 5 mm (Rc 5 a 25 MPa)</p>	(A)	LFMP	FMP	MFMP	IFMP	LFMP	(A)
	(B)	FMP	MFMP	IFMP	LFMP	(B)	(B)
	(C)	MFMP	IFMP	LFMP	(C)	(C)	(C)
	(D)	IFMP	LFMP	(D)	(D)	(D)	(D)

SOPORTE SEGURO GSI DE HOEK (MODIFICADO PARA SOSTENIMIENTO)

Aberturas permanentes de 5.0 a 7.0m

A Pernos de 7 espaciado cada 1.6m. sistematoo

B Pernos de 7 espaciado cada 1.5m sistematoo con malla electrosoldada.

C Shotcrete 2" + Malla + Pernos de 7 esp. 1.2 m sistematoo + 3h 2"

D Shotcrete 2" + Malla + Pernos de 7 esp. 1.2 m sistematoo + 5h 2"

E Shotcrete 2" + Malla + Pernos de 7 esp. 1.0 m sistematoo + 5h 2"

F No se sugiere soporte por grado de criticidad COLAPSO O DERRUMBIE

ESTRUCTURA

- LEVEMENTE FRACTURADO**
Tres o menos sistemas de discontinuidades, muy espaciadas entre sí (RQD 75 - 90%)
(2 a 5 fracturas por m2)
(RQD = 11S 3.3 Jn)
- FRACTURADO**
Muy bien trabada, no disturbada, bloques cubicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales. (RQD 50 - 75%)
(6 a 11 fracturas por m2)
- MUY FRACTURADO**
Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, bloques formados por 4 o mas sistemas de discontinuidades. (RQD 25 - 50%)
(12 a 20 fracturas por m2)
- INTENSAMENTE FRACTURADO**
Plegamiento y fallamiento con muchas discontinuidades interseccionadas, formando bloques irregulares. (RQD 0 - 25%)
(mas de 20 fracturas por m2)

ANCLA CEMENTADO



Longitud: 6 a 8 pies, con una capacidad de carga de 3 tiple.
 Instalación: Con maquina de pierna y Jumbo anclador.
 Encapsulante: Bolis de resina, bolis de cemento y/o lechada de cemento.
 Característica: Anclaje de varilla corrugada y los primeros 20 cm es de rosca continua, se debe barrenar 10 cm menos que la longitud total del anclaje.
 Uso: En labores permanentes (RP, Comedores, CX, BP, Sub estaciones, etc) y labores temporales (Tajeos, Pivotes).

ANCLA SPLIT SET

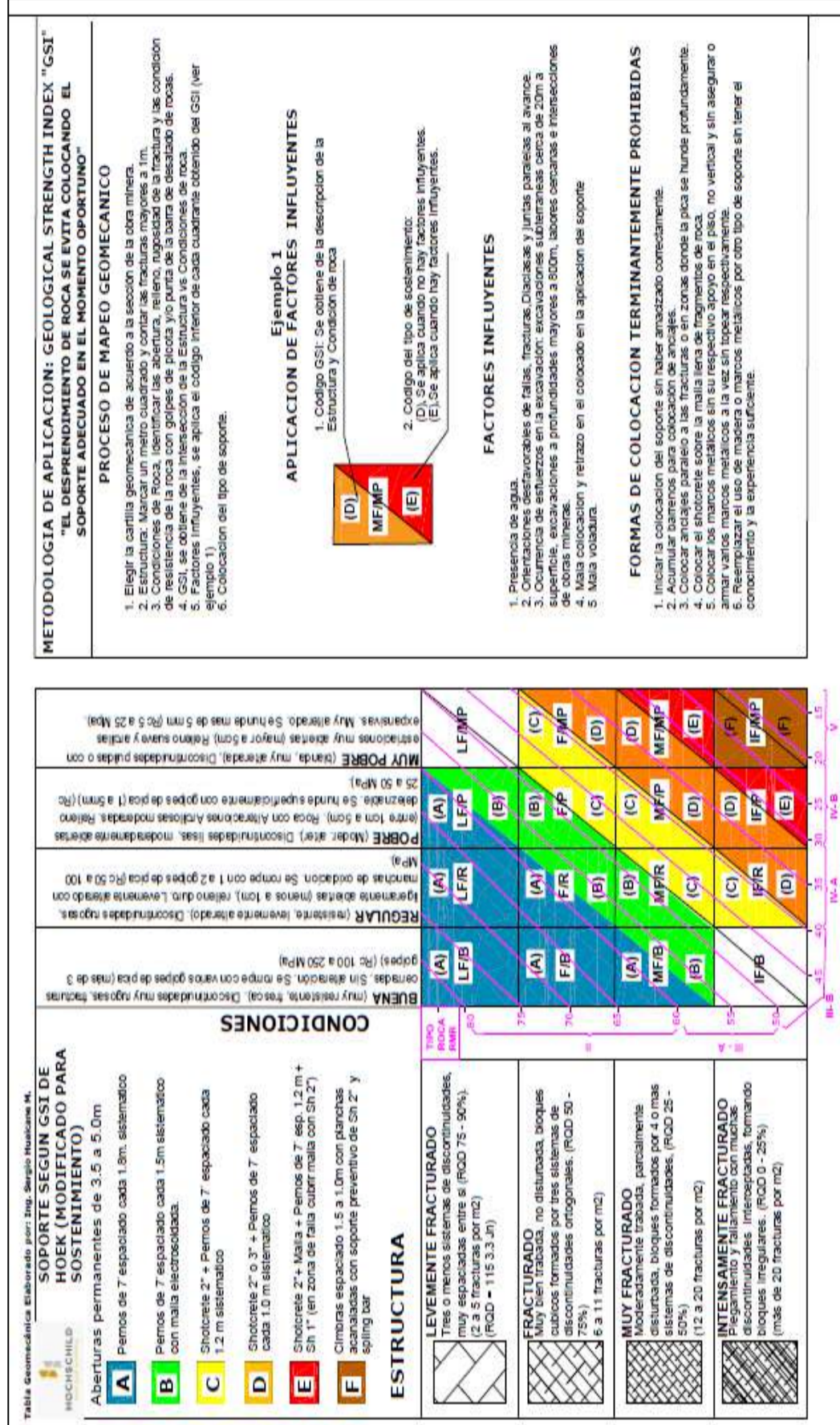


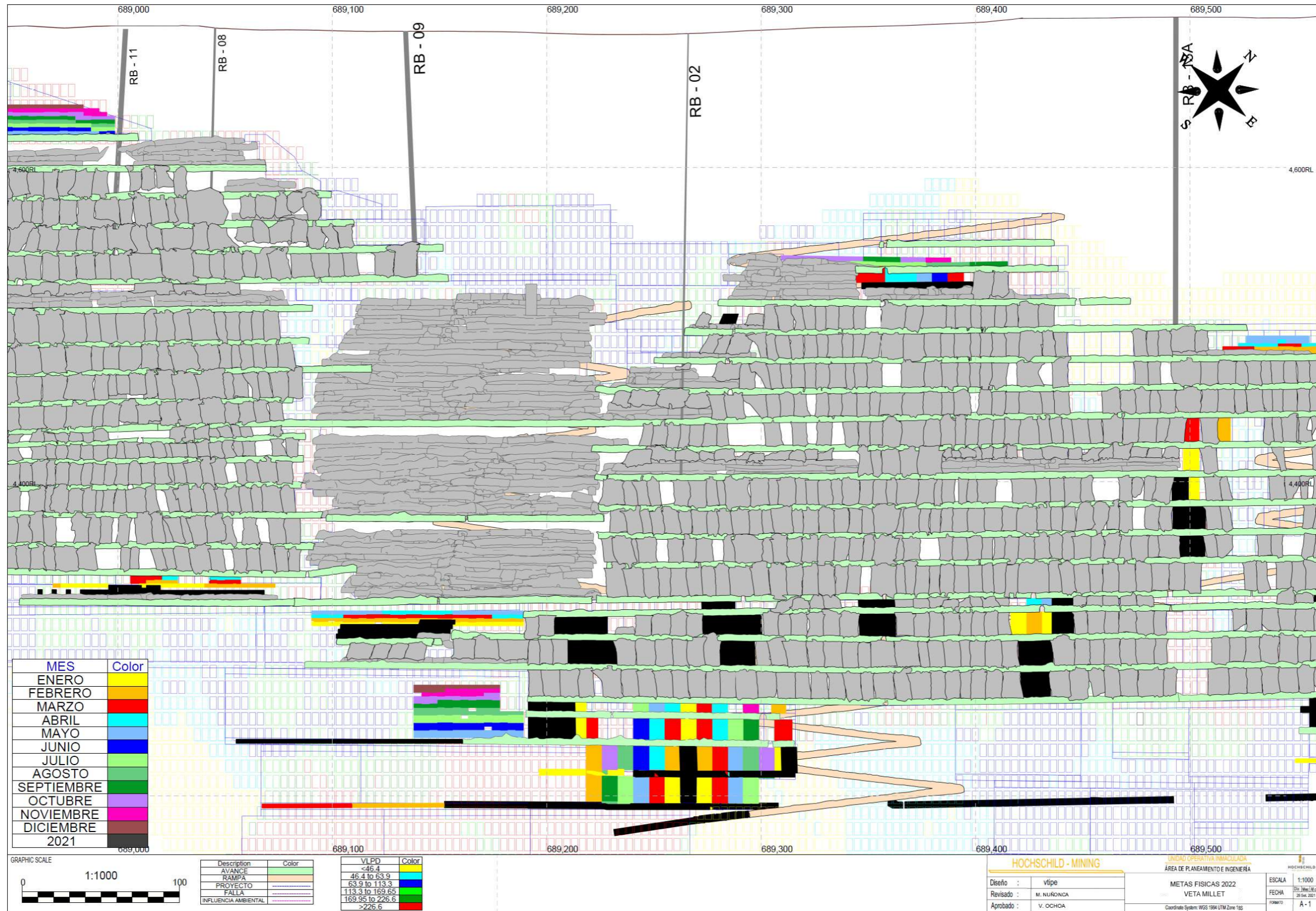
Longitud: 6 a 8 pies, con una capacidad de carga de 1 tiple.
 Instalación: Con maquina de pierna y Jumbo anclador.
 Característica: Anclaje de fricción con 38mm de diametro, se debe perforar con diametro de broca 37 mm. tambien se perfora 15 cm adicional a la longitud total del anclaje.
 Uso: En labores temporales (Tajeos, Pivotes).

MINI SPLIT SET (PIN)

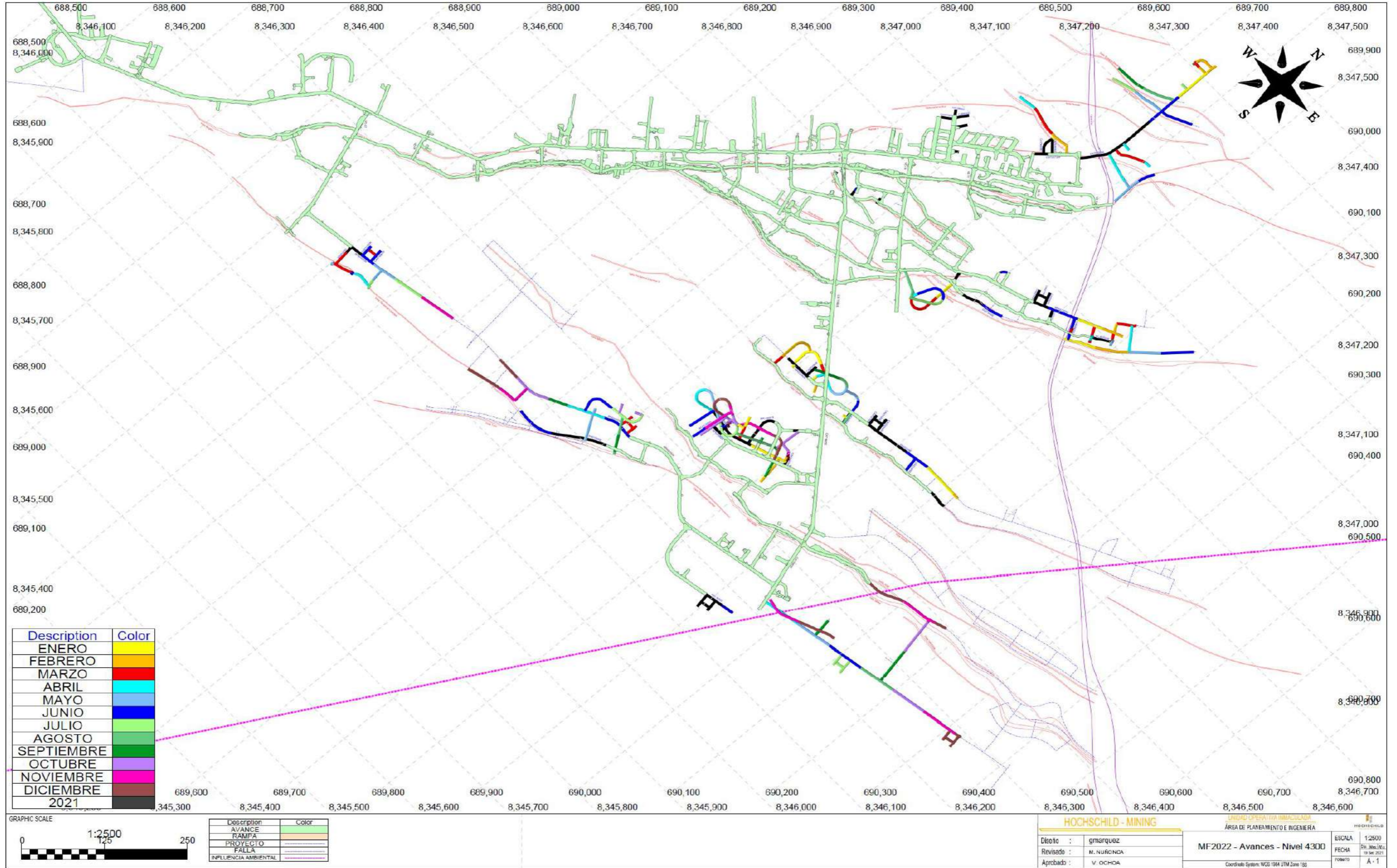


Longitud: 1 pie.
 Instalación: Con maquina de pierna y Jumbo anclador.
 Característica: Anclaje de fricción con 38mm de diametro y capacidad de carga de 1 t.
 Uso: Solo en el trasape de mallas electrosoldadas

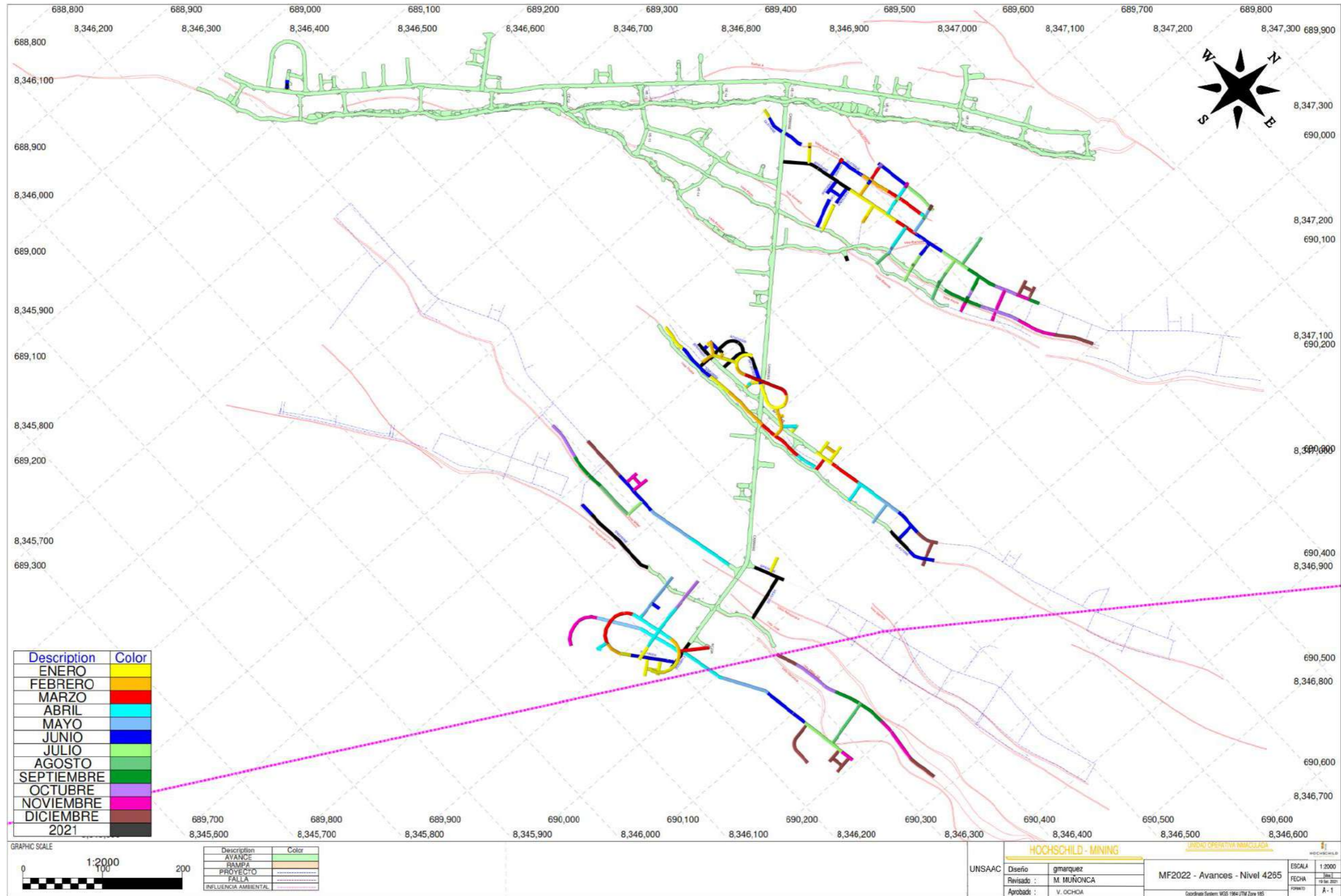


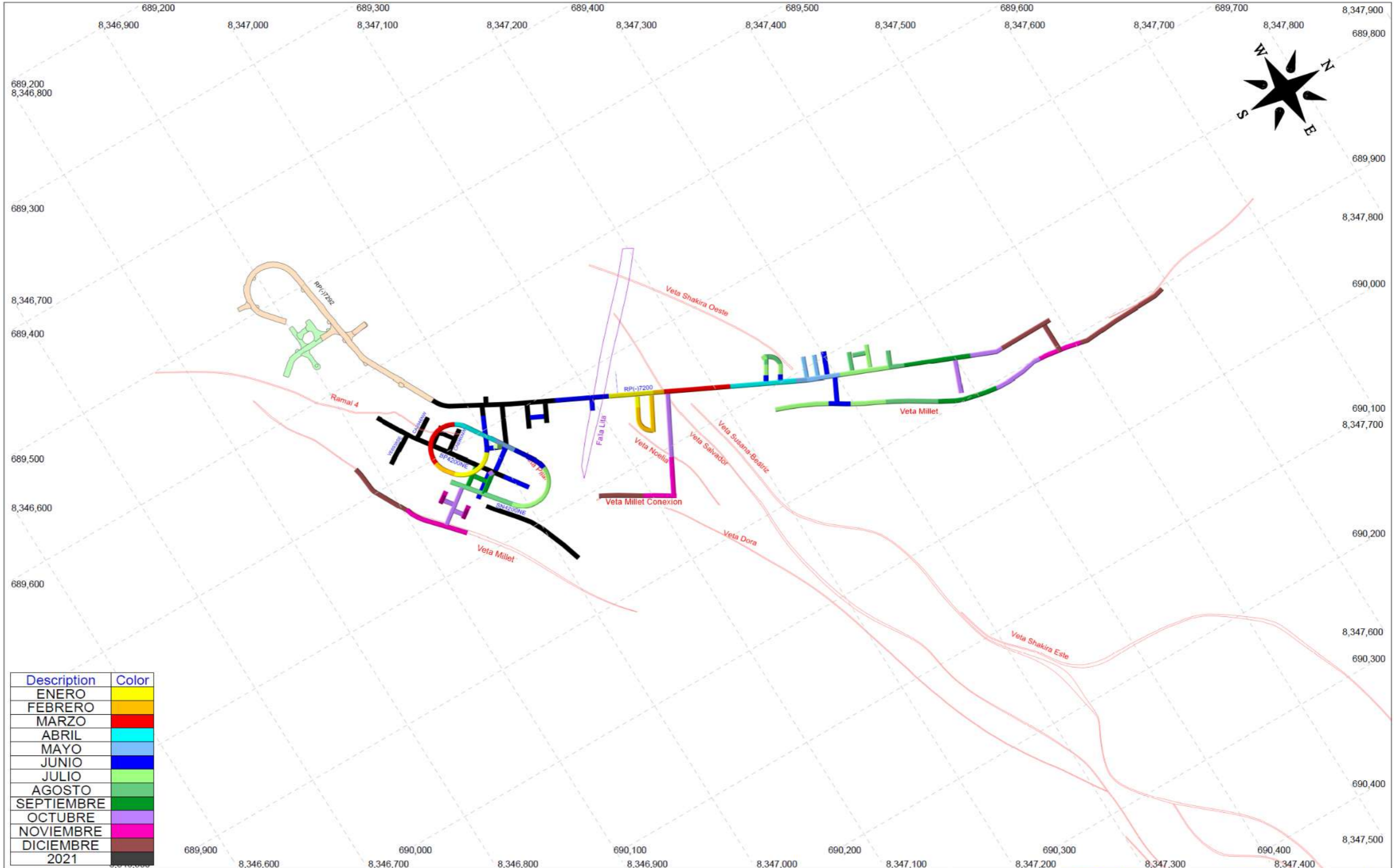


5.4.1. Plano de labores mineras



5.4.2. planos de avance





Description	Color
ENERO	Yellow
FEBRERO	Orange
MARZO	Red
ABRIL	Cyan
MAYO	Light Blue
JUNIO	Blue
JULIO	Light Green
AGOSTO	Green
SEPTIEMBRE	Dark Green
OCTUBRE	Purple
NOVIEMBRE	Pink
DICIEMBRE	Brown
2021	



Description	Color
AVANCE	Green
RAMPA	Orange
PROYECTO	Blue
FALLA	Purple
INFLUENCIA AMBIENTAL	Pink

UNSAAC

HOCHSCHILD - MINING

Diseño :	gmarquez
Revisado :	M. NUÑONCA
Aprobado :	V. OCHOA

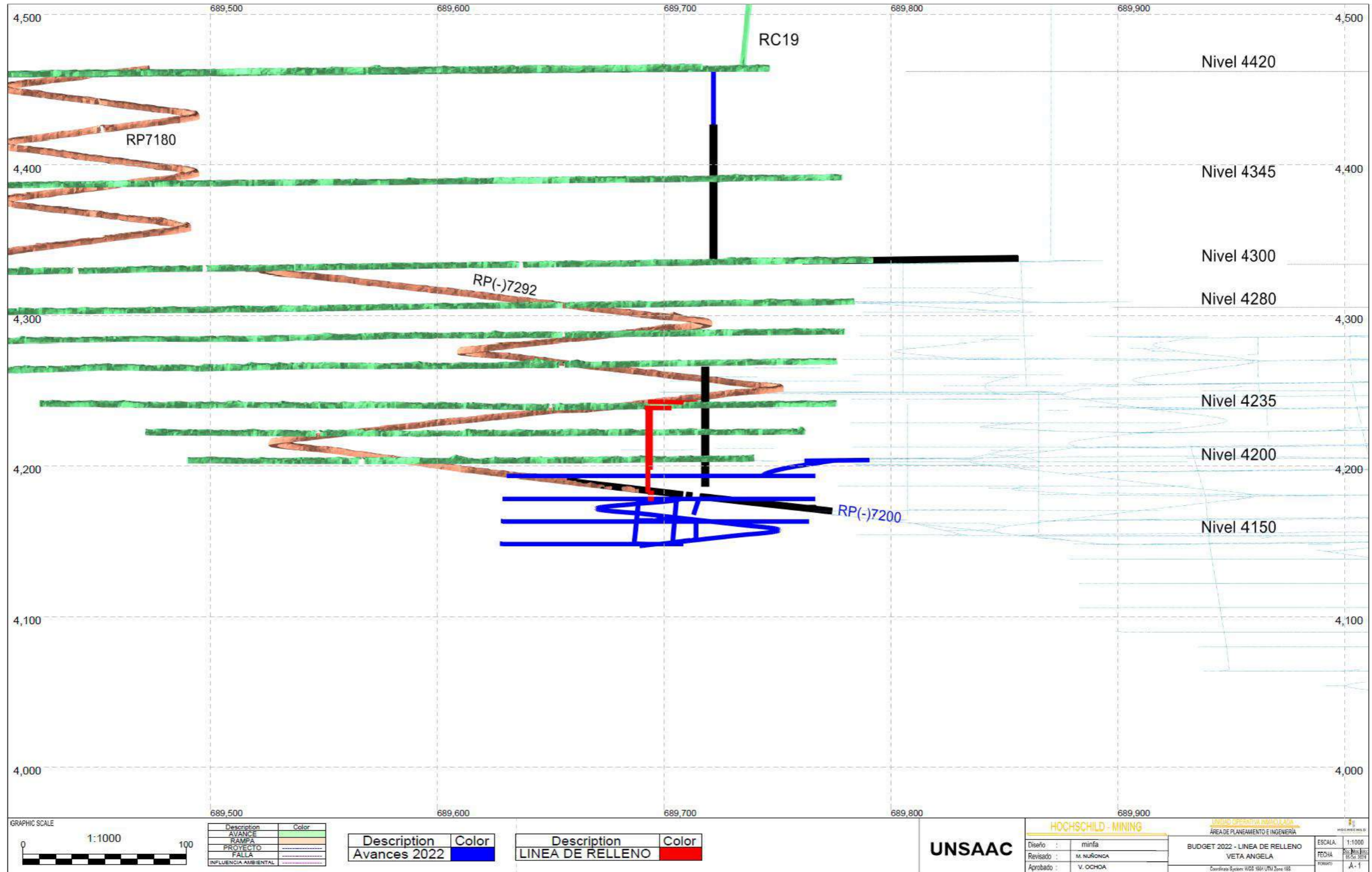
UNIDAD OPERATIVA MINICELADORA

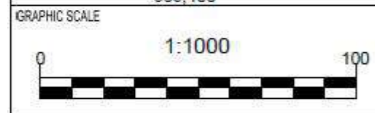
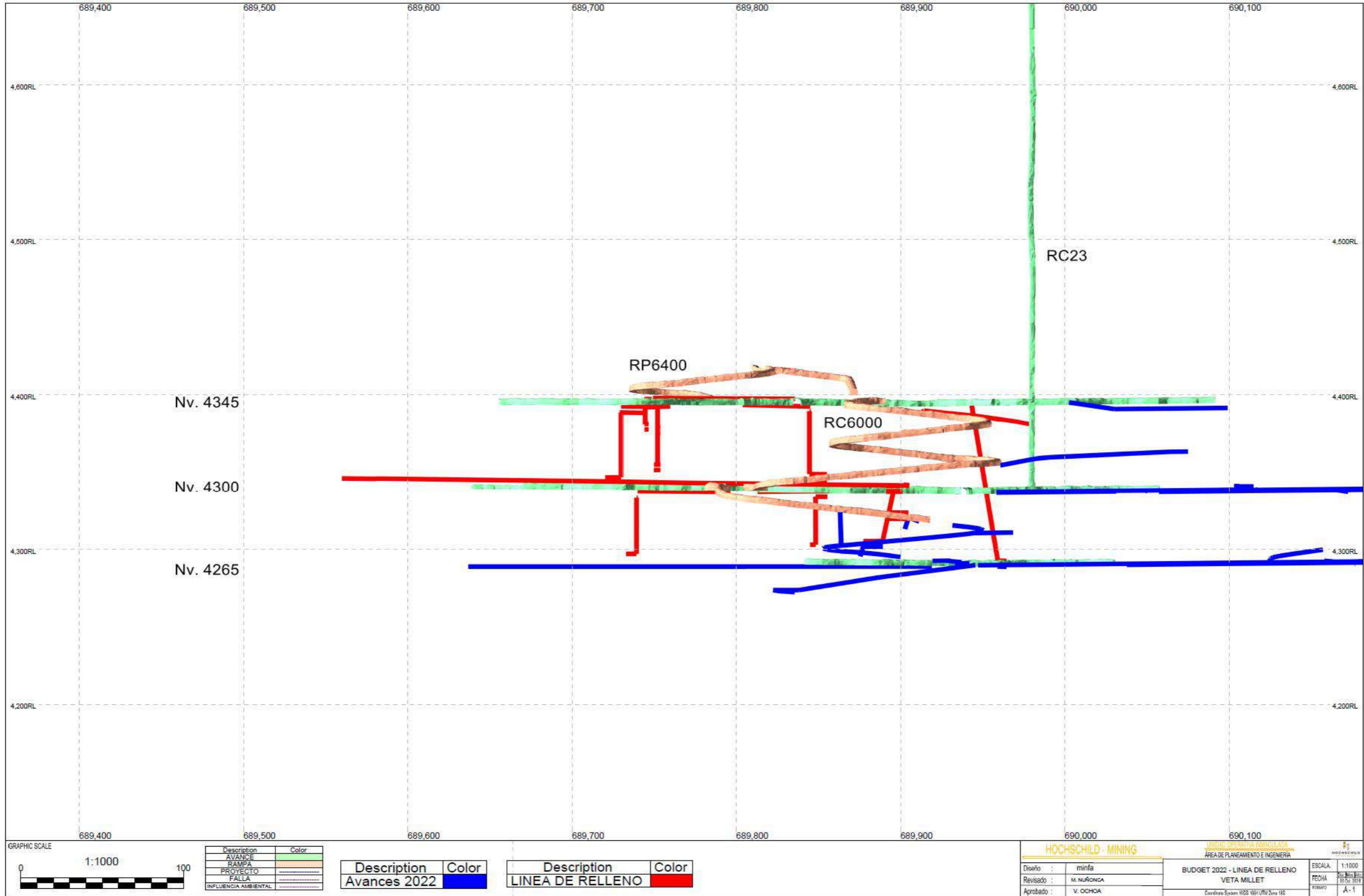
ÁREA DE PLANEAMIENTO E INGENIERÍA

MF2022 - Avances - Nivel 4150	
ESCALA	1:1500
FECHA	20/09/2021
FORMA	A - 1

Coordinate System: WGS 1984 UTM Zone 18S

5.4.3. Plano de líneas de relleno





Description	Color
AVANCE	Green
RAMPA	Orange
PROYECTO	Red
FALLA	Blue
INFLUENCIA AMBIENTAL	Yellow

Description	Color
Avances 2022	Blue

Description	Color
LINEA DE RELLENO	Red

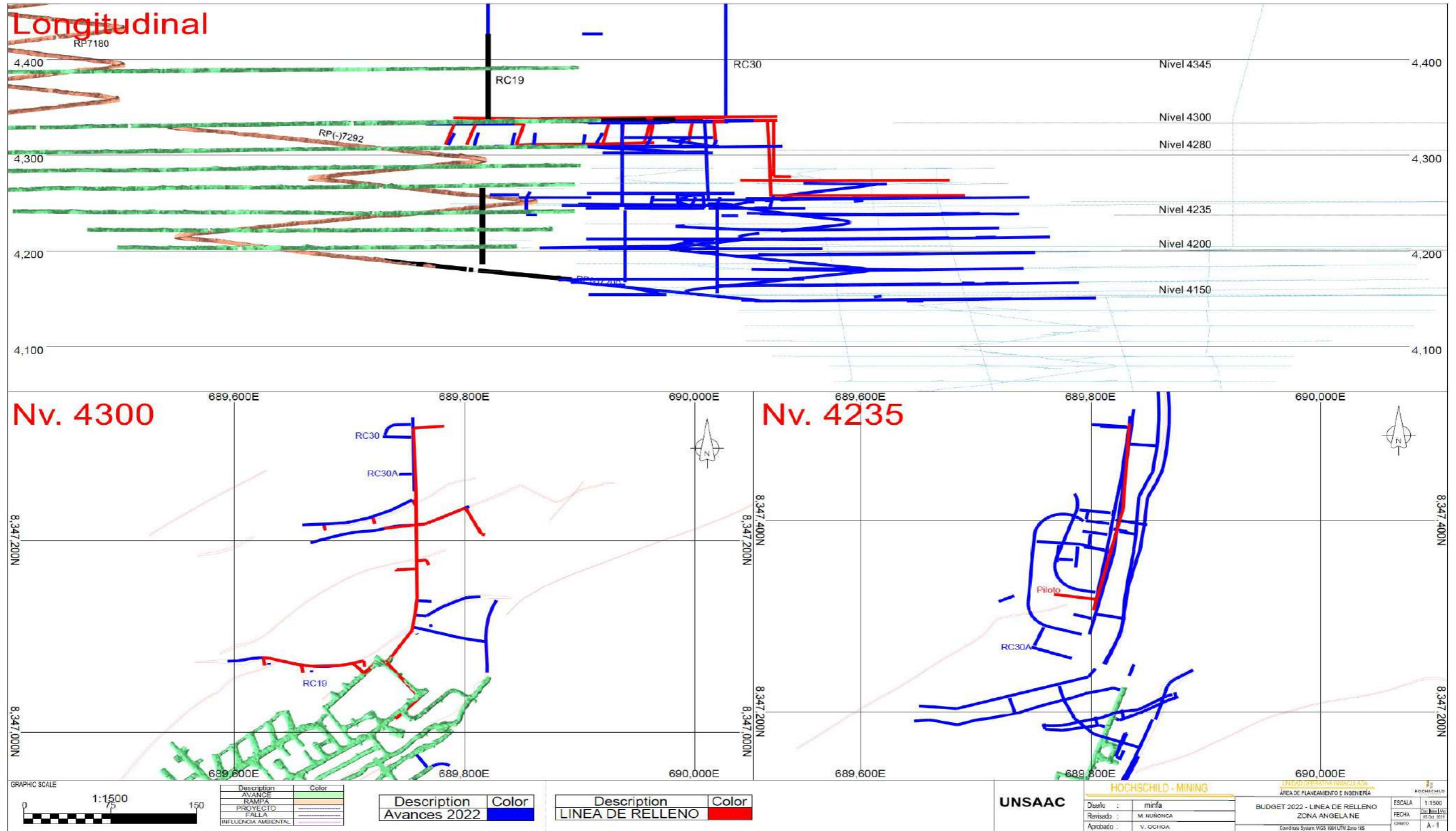
HOCHSCHILD - MINING

UNIDAD OPERATIVA MINICALLADA
ÁREA DE PLANEAMIENTO E INGENIERÍA

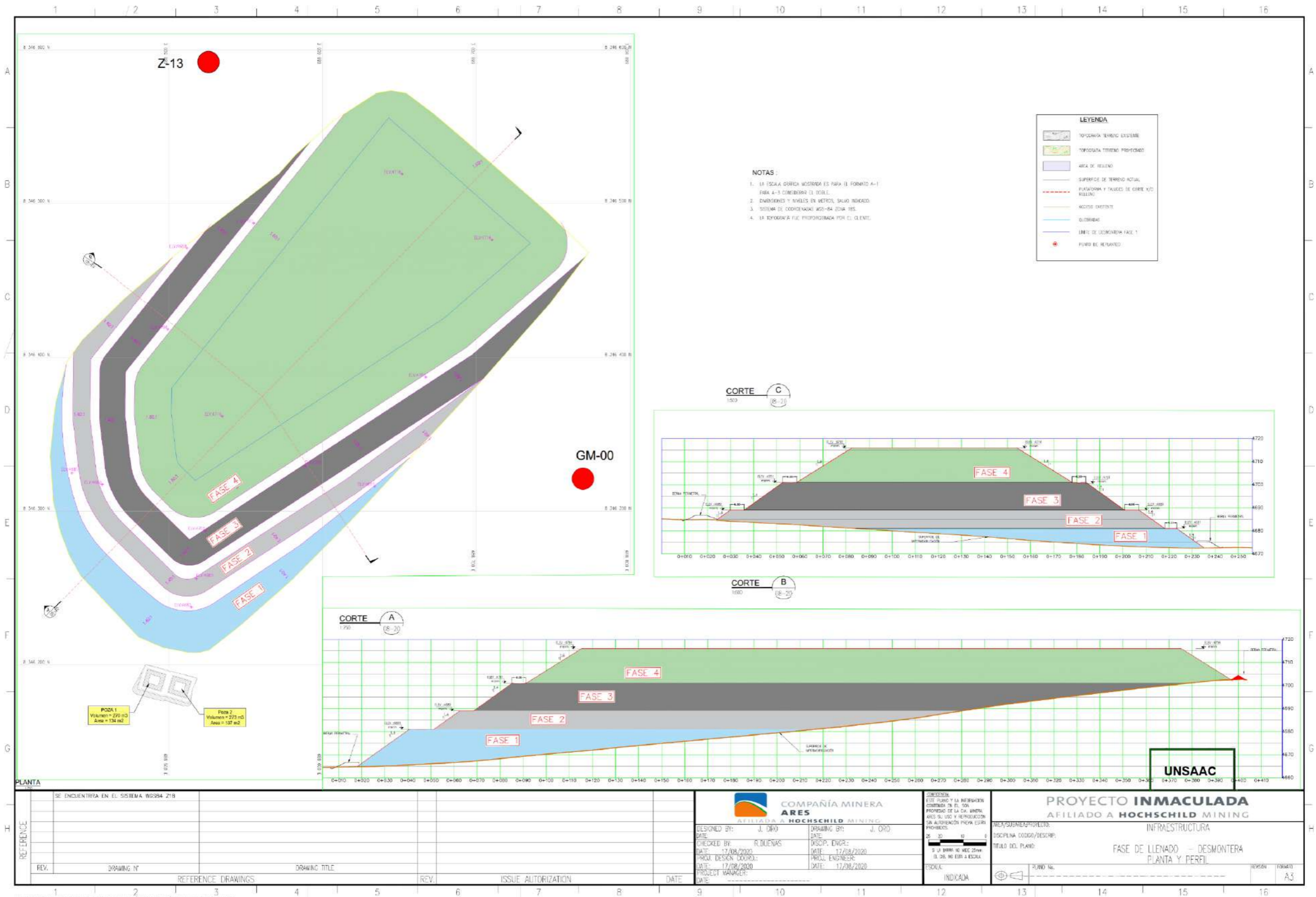
Diseño :	minfa	BUDGET 2022 - LINEA DE RELLENO	ESCALA:	1:1000
Revisado :	M. NUÑONCA	VETA MILLET	FECHA:	30/09/2022
Aprobado :	V. OCHOA		FORMATO:	A-1

Coordenada System: UTM Zone 18S

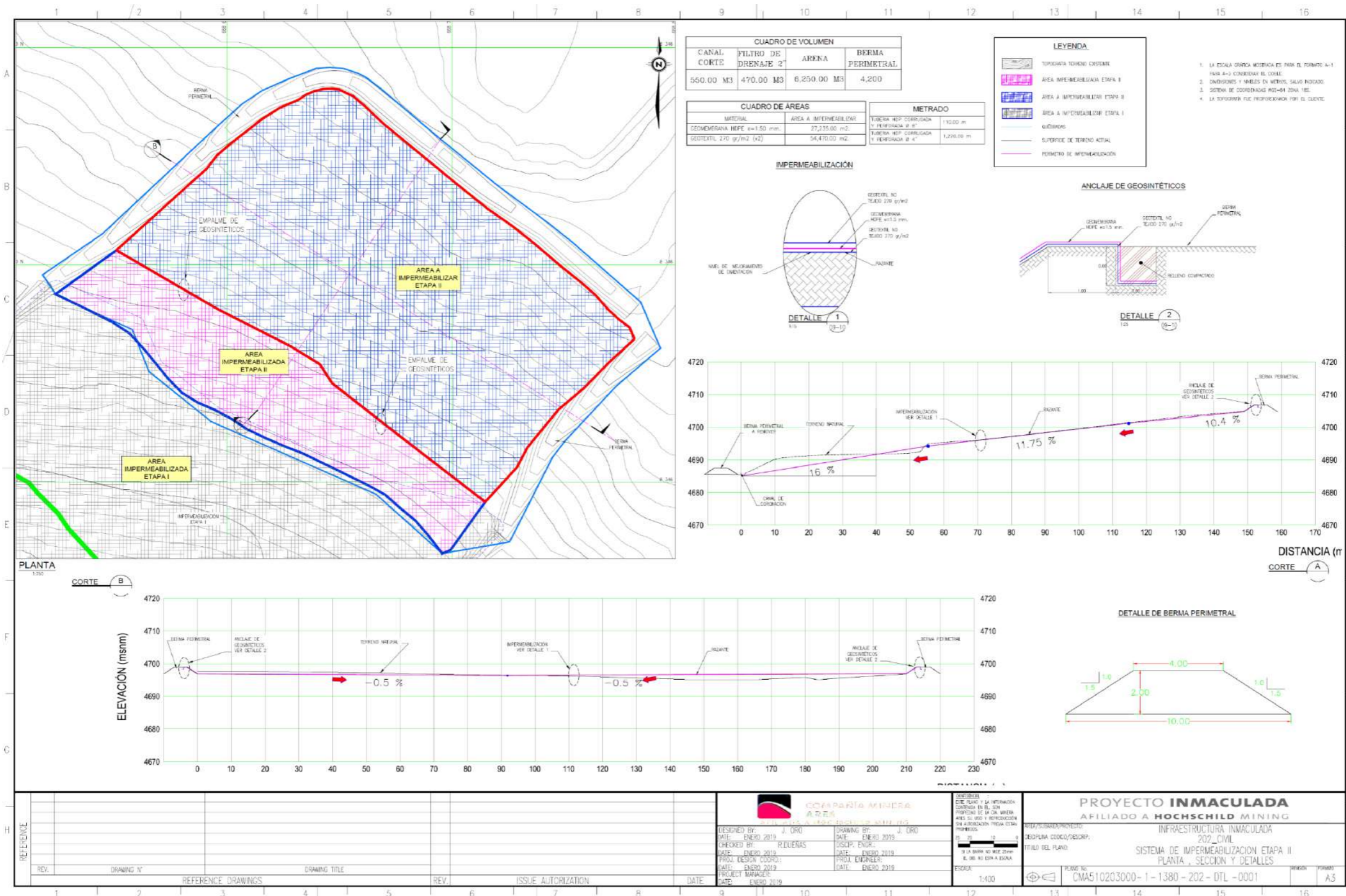
5.4.4. Diseño de desmontera



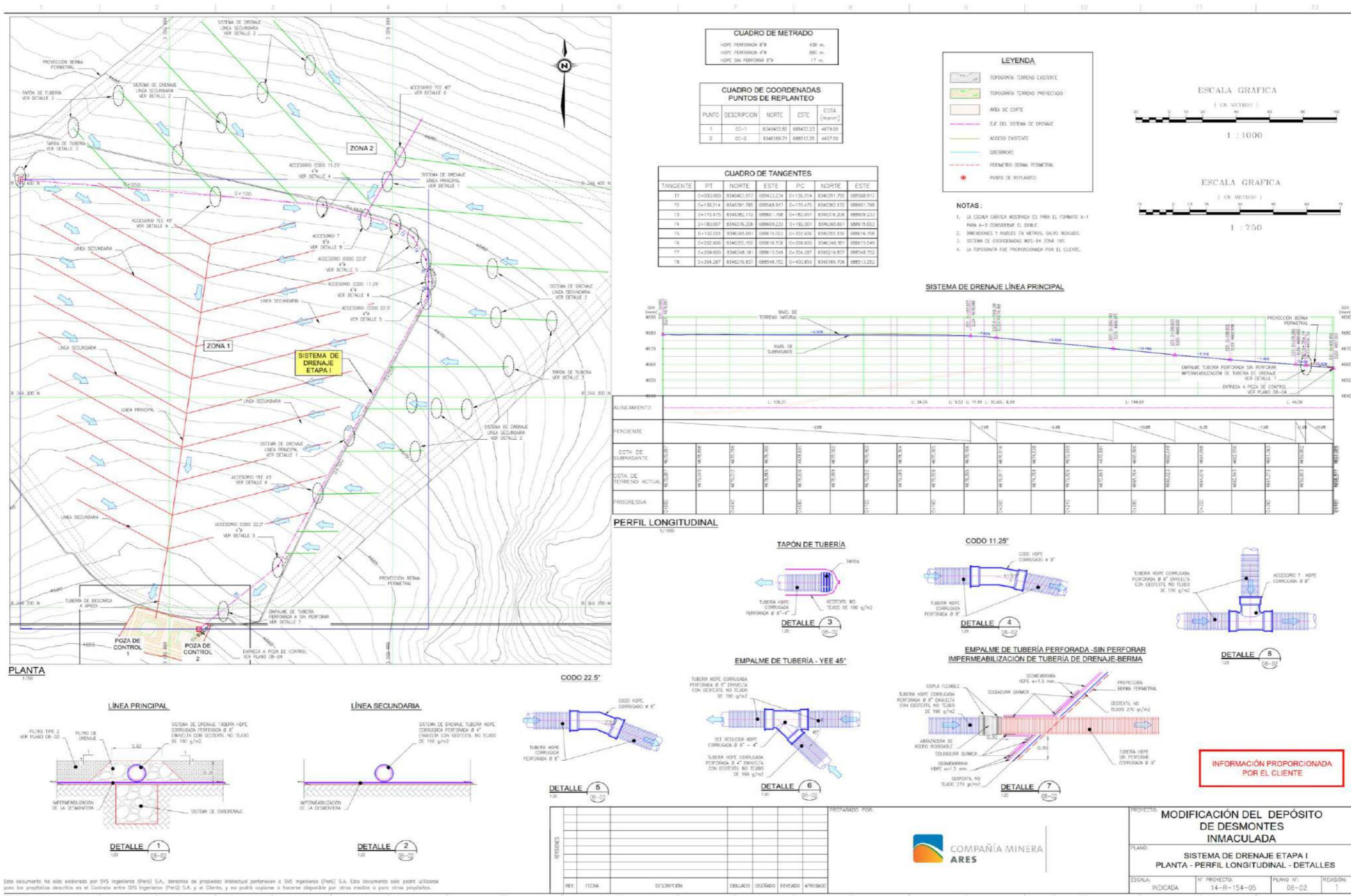
5.4.5. Fases de llenado de desmontera



5.4.6. Sistema de impermeabilización de desmontera



5.4.7. Sistema de drenaje de desmontera



Este documento ha sido elaborado por SVS Ingeniería (Perú) S.A., derivados de propiedad intelectual perteneciente a SVS Ingenieros (Perú) S.A. Este documento solo podrá utilizarse para los propósitos descritos en el Contrato entre SVS Ingeniería (Perú) S.A. y el Cliente, y no podrá copiarse ni hacerse disponible por otros medios o para otros propósitos.

5.4.8. conformación por etapas para la ampliación del depósito de desmonte

