



TESINA DE SUSTENTACIÓN DE DIPLOMADO

TSD

NOMBRE DEL DIPLOMADO

**DIPLOMADO DE GEOMECÁNICA SUBTERRÁNEA Y
SUPERFICIAL**

TITULO DE LA TESINA

**DISEÑO DE SOSTENIMIENTO PARA PROYECTO DE
TUNEL DESARROLLADO POR TBM**

ALUMNO: RODRIGO ANDRES ZELADA BACIGALUPO

ASESOR: ING. GUILLERMO RODRIGUEZ CAYLLAHUA

LA SERENA-CHILE, JULIO 2017

INDICE

1. INTRODUCCION.....	5
2. RESUMEN EJECUTIVO.....	5
3. OBJETIVOS Y ALCANCES.....	6
3.1 OBJETIVO GENERAL	6
3.1 OBJETIVO ESPECIFICO	6
4. UBICACIÓN DEL PROYECTO	7
4.1. Acceso.	7
4.2. Topografía.	7
5. ASPECTOS GEOLOGICOS.....	8
6. INVESTIGACIONES BASICAS.....	8
6.1. CLASIFICACIONES GEOMECHANICAS.....	9
6.2. DISCONTINUIDADES.	17
6.3. CONO DE FRICCION.	19
6.4. CINEMATICA DE CUÑAS.....	21
6.5. METODOS DE SOSTENIMIENTO.	23
7. METODOLOGIA DE ANALISIS	26
7.1. Antecedentes Geomecanicos y Geologicos.	27
7.1.1. Geología.	27
7.1.2 Clasificación Geomecanica Q de Barton.....	27
7.1.3 Propiedades geomecanicas de las unidades litológicas.	28
7.1.4. Geología Estructural.	28
7.1.5. Estado Tensional.	29
7.2. Cinemática de Cuñas.	29
7.3. Análisis roseta discontinuidades.....	33
7.4. Análisis de estabilidad.....	34
7.4. Sostenimiento basado en tablas de Barton.....	37
7.5. Zona Plástica.....	40
7.6. Sostenimiento mediante métodos numéricos	43
8. CONCLUSIONES	44
9. RECOMENDANCIONES GEOMECHANICAS	45
10. BIBLIOGRAFIA	46
11. ANEXOS	46

INDICE DE CUADROS

Cuadro n°1 Unidades Litológicas en el trazado del proyecto.....	8
Cuadro n°2. Tabla de resistencia compresiva uniaxial.....	10
Cuadro n°3. Tabla ESR de Barton.....	16
Cuadro n°4 Litología en los tramos del eje del túnel proyectado.....	27
Cuadro n°5 Índice de calidad geotécnica basado en el Q de Barton.....	27
Cuadro n°6 Categoría asignada al Q de Barton.....	28
Cuadro n°7 Propiedades geomecánicas de unidades litológicas.....	28
Cuadro n°8. Sistemas de discontinuidades dominantes.....	29
Cuadro n°9. Estado tensional medido insitu.....	29
Cuadro n°10 Sistemas de discontinuidades principales simplificado.....	30
Cuadro n°11. Datos de los criterios de ruptura de Hoek& Brown y Mohr – Coulomb.....	30
Cuadro n°12. Tabla ESR de Barton se ha determinado el ESR en 1.6.....	38
Cuadro n°13. Tabla de tensión, problemas geotécnicos y tipos de soporte.....	42

INDICE DE FIGURAS

Figura N°1. Mapa Ubicación Proyecto Túnel TBM.....	7
Figura N°2 Martillo de Schmidt terreno.....	10
Figura N°3 Abaco de Schmidt	11
Figura N°4. Representación de un testigo para cálculo del RQD.....	12
Figura N°5 Guía representativa para mapeo de RQD en el macizo rocoso.....	12
Figura N°6 Espaciamiento de discontinuidades sobre el macizo rocoso.....	13
Figura N°7. Formato de mapeo RMR.....	14
Figura N°8. Sistema de clasificación Q de Barton.....	15
Figura N°9. Bloque que puede deslizar sobre una superficie.....	19

Figura N°10. Bloque sobre una superficie, bloque no desliza.....	20
Figura N°11. Bloque sobre una superficie, bloque desliza.....	21
Figura N°12. Estereograma en el que se ha formado una cuña.....	22
Figura N°13. Proyecciones estereográficas con distintos tipos de cuña.....	22
Figura N°14. Vista esquemática de un perno de sostenimiento.....	24
Figura N°15. Foto de una excavación subterránea revestida con malla.....	25
Figura N°16. Fotografía de equipo de mineros proyectando shotcrete.....	26
Figura N°17. Estereografía Caso A, 1-2-3.....	31
Figura N°18. Estereografía Caso B, 1-2-4.....	31
Figura N°19. Estereografía Caso C 2-3-4.....	32
Figura N°20. Estereografía Caso D 1-3-4.....	32
Figura N°21 Roseta de discontinuidades y trazado de la excavación.....	33
Figura N°22 Análisis de estabilidad en Unwedge, Caso A.....	35
Figura N°23 Análisis de estabilidad en Unwedge, Caso B.....	35
Figura N°24 Análisis de estabilidad en Unwedge, Caso C.....	36
Figura N°25 Análisis de estabilidad en Unwedge, Caso D.....	36
Figura N°26. Tabla de sostenimiento de Barton (1).....	39
Figura N°27. Tabla de sostenimiento de Barton (2).....	39
Figura N°28 Zona plástica determinada en el Software Phase2.....	40
Figura N°29. Zona plástica determinada en el Software RocSupport.....	41
Figura N°30. Convergencia de la excavación obtenida con RocSupport.....	41
Figura N°31. Grafica de relación de tensión, relación de convergencia y problemas geotécnicos.....	42
Figura N°32. Sostenimiento en RocSupport.....	43
Figura N°33. Modelos de sostenimiento realizados en Unwedge.....	43

1. INTRODUCCION

El presente escrito corresponde a la Tesina para obtener del Diplomado en Geomecanica Subterránea y Superficial.

En este trabajo se analizará la información de antecedentes geotécnicos con el fin de proponer un método de sostenimiento para un proyecto tunelero a desarrollarse con la tecnología de maquina tuneladora o TBM, con diámetro de 6 metros, cuya longitud será de 8 kilómetros y cuyo objetivo es acceder hasta un nuevo cuerpo mineral que está siendo estudiado por ser explotado en forma subterránea.

Se han proporcionaran los antecedentes geomecanicos obtenidos mediante sondeos previamente realizados, en los cuales se proporciona la caracterización geomecanica basada en el Q de Barton, los set de estructuras principales, resistencia a la compresión de roca intacta y esfuerzos medidos insitu. Debido a que es un proyecto de gran envergadura, para este trabajo de tesina se estudiará un sector determinado del túnel, el cual tiene una longitud de 1210 metros encontrándose en el sector casi central de la obra.

Los datos serán obtenidos de un proyecto real, se mantendrán bajo reserva datos de empresa y ubicación del proyecto, presentándose una ubicación y nombre ficticios.

2. RESUMEN EJECUTIVO

El proyecto tunelero denominado TBM que considera el desarrollo de una túnel con excavación mecanizada con maquina tuneladora, de una longitud de 8 kilómetros, se encuentra emplazado en el norte de Chile, en la región de Coquimbo, comuna de la Higuera. La finalidad de este túnel es acceder a la zona minera en la cual se emplazará una futura mina subterránea.

Se han proporcionado los resultados de la caracterización geomecanica de los sondeos realizados, basado en el Q de Barton, los set de estructuras dominantes, la resistencia a la compresión de la roca intacta y los esfuerzos medidos insitu.

Con estos datos entregados, se propondrá método de sostenimiento adecuado a la obra TBM, el cual se realizará mediante métodos informáticos

empleando análisis numérico, en los software de Rocscience: DIPs, Uwedge, Phase2 y RocSupport y mediante los tablas de Barton.

Se analizarán los aspectos: cinemática de cuñas, factor de seguridad, convergencia y diseño de sostenimiento.

Será utilizada una zona del proyecto, de una longitud de una longitud de 1210 metros de túnel para los análisis a realizar, en la cual representa una parte de la obra con una clase de roca pobre, con un índice de Q de Barton bajo en la cual se propondrá el sistema de sostenimiento.

El desarrollo del proyecto contempla dos etapas, Etapa 1 que considera la excavación y construcción del portal y la Etapa 2 que considera la excavación con maquina tuneladora, en esta última está centrado este trabajo.

3. OBJETIVOS Y ALCANCES

3.1 OBJETIVO GENERAL

Proponer un sistema de sostenimiento adecuado a la obra a desarrollarse denominada Túnel TBM, que será excavada mediante el uso de maquinaria tuneladora, TBM.

3.1 OBJETIVO ESPECIFICO

Realizar los análisis en proyecciones estereográficas, mediante métodos numéricos y tablas de Barton, para determinar y evaluar los siguientes aspectos:

- Cinemática de cuñas.
- Zona plástica de la excavación.
- Porcentaje de convergencia de la excavación.
- Sistema de sostenimiento.

4. UBICACIÓN DEL PROYECTO

El proyecto de desarrollo denominado “Túnel TBM” se encuentra ubicado en la región de Coquimbo, provincia de Elqui, comuna de Vicuña en el distrito minero de Marquesa, Chile. Sus coordenadas geográficas son: 29° 58’ 03.74” S y 71° 01’ 05.80” W, a 362 metros sobre el nivel medio del mar, en el sector denominado Quebrada Marquesa, en el cual existen varios asentamiento mineros de mediana minería en los cuales se explota principalmente óxidos y sulfuros de Cobre alojados en sistemas de vetas.

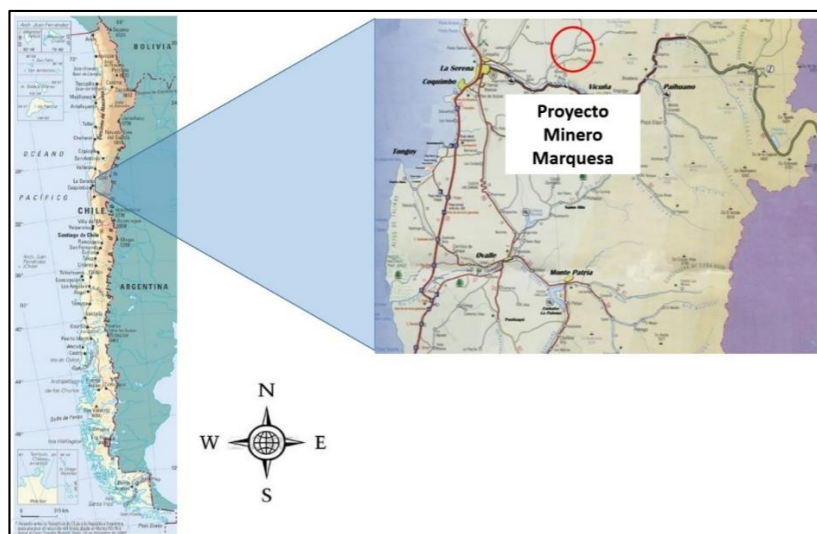


Figura N°1. Mapa Ubicación Proyecto Túnel TBM

4.1. Acceso.

Desde la ciudad de la Serena se debe tomar la ruta CH-41, en dirección al Valle del Elqui, la cual se sigue por 19 kilómetros hasta la localidad de Las Rojas. Luego se cruza el puente hacia el norte y se siguen por 6.5 km al norte-este, llegando al acceso donde se construirá el futuro portal de acceso al Túnel TBM.

4.2. Topografía.

La topografía del sector está dominada por cordones transversales y quebradas, de las cuales un número importante son ríos estacionales en periodos de lluvias, permaneciendo secas gran parte del año. El acceso al túnel se realiza por un corte en el fondo de una quebrada.

5. ASPECTOS GEOLOGICOS

En la zona en la cual será desarrollado el proyecto se han realizado sondajes geológicos y geotécnicos, con los cuales se ha construido un perfil geológico cuyo eje representa el eje del desarrollo de la obra subterránea. Las litologías dominantes presentes son: Cuarzomonzonita, Andesita, PorfidoRiodacitico, Brecha de Turmanila y Brecha de Clorita/Biotita. En la siguiente tabla se muestran las distribuciones de las litologías.

TIPO DE ROCA	Tramo del Túnel (m)	Longitud (m)
Cuarzomonzonita	0 - 3150	3150
Porfido riodacitico	2600 - 2675	75
Andesita	3150 - 4450	1300
Porfido riodacitico	4450 - 5300	850
Brecha turmalina	5300 - 6650	1350
Brecha clorita/ Brecha biotita	6650 - 6700	50
Porfido riodacitico	6700 - 6850	150
Brecha clorita/ Brecha biotita	6850 - 6900	50
Andesita	6900 - 7100	200
Brecha turmalina	7100 - 7400	300
Andesita	7400 - 7700	300
Porfido riodacitico	7700 - 7750	50
Brecha turmalina	7750 - 7950	200
Pórfido riodacitico	7950 - 8125	175

Cuadro N°1 Unidades Litológicas en el trazado del proyecto.

La zona de estudio para esta tesina está ubicada entre los 4260 metros y los 5470 metros con una longitud de 1210 metros en la cual se observa presencia de Andesitas, PorfidoRiodacitico y Brecha Turmanila. La unidad litológica dominante en esta zona es el PorfidoRiodacitico.

6. INVESTIGACIONES BASICAS

Con la finalidad de poder analizar los aspectos del sostenimiento para el proyecto en estudio se deben investigar los siguientes aspectos:

- Clasificaciones Geomecánicas.
- Sistemas de discontinuidades.
- Cono de fricción.
- Cinemáticas de Cuñas.
- Métodos de sostenimiento.

6.1. CLASIFICACIONES GEOMECAÑICAS.

Serán tratadas brevemente las clasificaciones:

- Clasificación RMR o de Bieniawski.
- Clasificación Q de Barton.
- Índice de resistencia Geológica GSI de Hoek.

a) Clasificación RMR o de Bieniawski.

Esta clasificación fue propuesta Bieniawski, en el año 1989, este es un índice de la calidad de la roca, el cual considera 5 parámetros. A cada parámetro se le asigna una puntuación para calcular el RMR. La escala RMR va desde 0 roca muy mala a 100 roca muy buena.

- La Resistencia compresiva uniaxial (R_{cu}) de la roca intacta.
- RQD (Rock Quality Designation) índice de calidad de la roca.
- Espaciamiento de las discontinuidades
- Condición de las discontinuidades
- Presencia de agua

a) La Resistencia compresiva uniaxial (R_{cu}) de la roca intacta.

El comportamiento mecánico de las rocas está definido por su resistencia y su deformabilidad al ser sometida a esfuerzos de compresión, estos valores pueden ser determinados en campo basado en pruebas empíricas o en laboratorio ensayando una probeta de roca. Se expresa en Mega Pascales que soporta la roca antes de romperse la probeta. Para estos ensayos la muestra debe ser enviada a laboratorio de mecánica de rocas.

En ensayos de campo para valores aproximados, se estima con golpes de la picota de geólogo.

En la siguiente tabla se muestran resultados de campo para estimar la compresión uniaxial de la roca intacta.

N° de golpes con la picota de geólogo	Rc MPa	Descripcion de la roca
Se rompe con varios golpes	100 a 250 MPa	Inalterada, discontinuidades cerradas y rugosas
Se rompe con uno o dos golpes	50 a 100 MPa	Levemente alterado, machas de oxidacion, discontinuidades ligeramente abiertas
Se endenta con un golpe	25 a 50 MPa	Moderadamente alterada, discontinuidades lisas y ligeramente abiertas
Se indenta mas de 5 mm con un golpe	5 a 25 MPa	Muy alterada, superficie lisa, relleno compacto

Cuadro n°2. Tabla de resistencia compresiva uniaxial.

La resistencia a la compresión uniaxial también puede ser determinada en terreno mediante el Martillo de Schmidt.



Figura N°2 Martillo de Schmidt en terreno. Fuente www.minexproduct.com

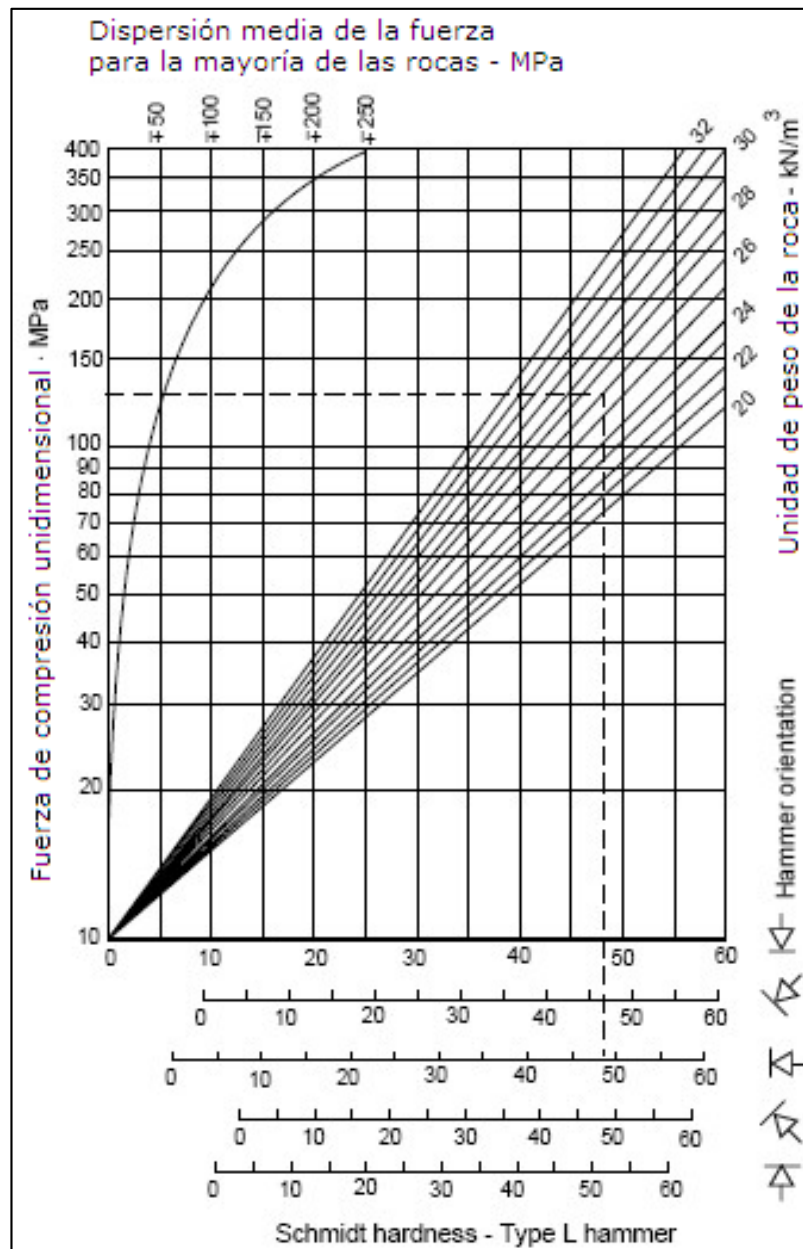


Figura N°3 Abaco de Schmidt, para valorizar ensayos con martillo Schmidt. Fuente diapositiva CGI.

Los valores registrado por el martillo en campo son utilizados en el ábaco de Schmidt para determinar la R_u .

b) RQD (Rock Quality Designation) índice de calidad de la roca.

Es una estimación de la calidad de roca empleada con testigos de roca obtenidos mediante sondeos. El método consiste en contabilizar los trozos de testigo mayores a 10 cm y la sumatoria de su longitud, este valor se divide en el largo total del testigo analizado.

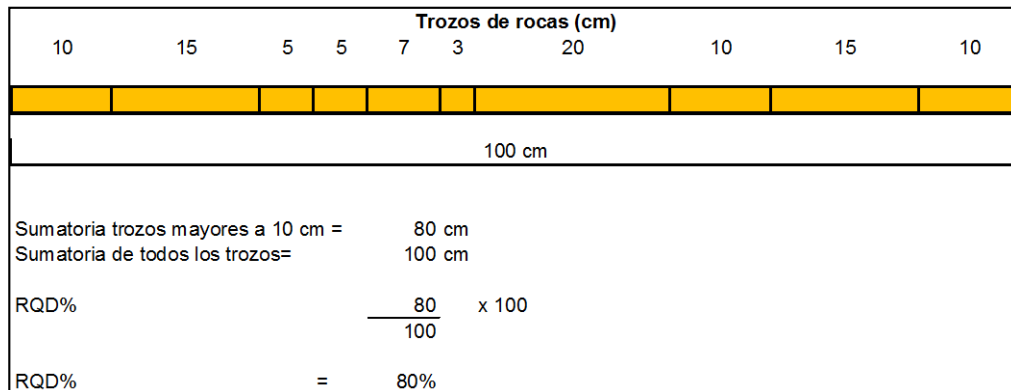


Figura N°4. Representación de un testigo para cálculo del RQD. Fuente elaboración propia.

El mismo procedimiento se puede llevar a cabo sobre la una pared del macizo rocoso, solo cuando las trazas de las discontinuidades estén expuestas en terreno, se usa medida de un metro de largo y sobre esta se miden y se cuentan los fragmentos de roca en las zonas que son cortados por las discontinuidades.

En la siguiente figura se muestra el RQD para el mapeo en una cara del macizo.

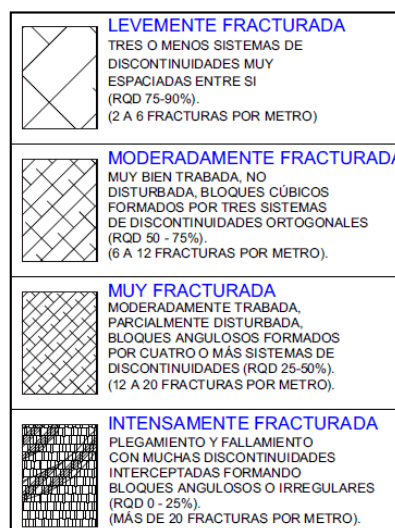


Figura N°5 Guía representativa para mapeo de RQD en el macizo rocoso. Fuente diapositiva CGI.

a.3) Espaciamiento de las discontinuidades

El espaciamiento es la distancia perpendicular entre dos fracturas de una misma familia de discontinuidad. Cuanto mayor es la distancia de espaciamiento mayor es la competencia de la roca.



Figura N°6 Espaciamiento de discontinuidades sobre el macizo rocoso. Fuente diapositiva CGI.

a.4) Condición de las discontinuidades

Es la situación en la que se encuentra la discontinuidad mapeada, a considerar:

- Apertura
- Relleno
- Meteorización (grado de alteración)
- Ondulación
- Persistencia (longitud de la discontinuidad)
- Rugosidad.

e) Presencia de agua

Se debe determinar la presencia agua subterránea en la zona mapeada, se consideran parámetros, como humedad, goteo, flujo de agua.

Valoración de la clasificación RMR según las condiciones observadas.

Para la estimación del RMR, se han asignado valores según la condición observada en los parámetros indicados anteriormente, en la siguiente tabla si muestras estas valoraciones.

SISTEMA RMR																																											
PARÁMETROS			VALOR	RANGO						VALOR																																	
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)				>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)																																			
RQD (%)				90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)																																			
Espaciamento de discontinuidades (cm)				>2m (20)	0,6-2 m (15)	0,2-0,6m (10)	0,06-0,2m (8)	< 0,06m (5)																																			
CONDICION DE DISCONTINUIDADES																																											
Familia	Buz.	/D. Buz	f/m	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)																																		
				Abertura	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)																																		
				Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)																																		
				Relleno	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)																																		
				Alteración	Sana (6)	Lig. Intempe. (5)	Mod.Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)																																		
Agua subterránea					Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)																																		
Orientación					<table border="1"> <thead> <tr> <th colspan="2">Rumbo perpendicular al eje de la excavación</th> <th colspan="2">Direccion contra el buzamiento</th> <th colspan="2">Rumbo paralelo al eje de la excavación</th> <th rowspan="3">Buzamiento 0°-20° independiente e del rumbo</th> </tr> <tr> <th>Bz</th> <th>Bz</th> <th>Bz</th> <th>Bz</th> <th>Bz</th> <th>Bz</th> </tr> <tr> <th>45°-90°</th> <th>20°-45°</th> <th>45°-90°</th> <th>20°-45°</th> <th>45°-90°</th> <th>20°-45°</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Muy Favorable</td> <td>Favorable</td> <td>Regular</td> <td>Desfavorable</td> <td>Muy Desfavorable</td> <td>Regular</td> <td>Desfavorable</td> </tr> <tr> <td>0</td> <td>-2</td> <td>-5</td> <td>-10</td> <td>-12</td> <td>-5</td> <td>-10</td> </tr> </tbody> </table>						Rumbo perpendicular al eje de la excavación		Direccion contra el buzamiento		Rumbo paralelo al eje de la excavación		Buzamiento 0°-20° independiente e del rumbo	Bz	Bz	Bz	Bz	Bz	Bz	45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable	Regular	Desfavorable	0	-2	-5	-10	-12	-5	-10
Rumbo perpendicular al eje de la excavación		Direccion contra el buzamiento		Rumbo paralelo al eje de la excavación		Buzamiento 0°-20° independiente e del rumbo																																					
Bz	Bz	Bz	Bz	Bz	Bz																																						
45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°																																						
Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable	Regular	Desfavorable																																					
0	-2	-5	-10	-12	-5	-10																																					
					RMR₈₉ (Basico) = RMR₈₉ (Corregido) = RMR'₈₉ (Condiciones Secas)=																																						
Condiciones secas																																											

Figura N°7. Formato de mapeo RMR, fuente dispositiva CGI.

El RMR 89 Básico se calcula sin consideran las orientación de las estructuras dominantes en relación al rumbo y buzamiento de la excavación.

RMR 89 Básico = Sumatoria de los parámetros.

RMR 89 Corregido = Sumatoria de los parámetros - el factor de orientación.

b) Clasificación Q de Barton.

Esta clasificación fue introducida en 1974, por Barton. Para determinar Q Barton emplea seis parámetros, lo cuales son ponderados y entregan el índice de la calidad de la roca. La escala del Q va desde el valor 0.001, roca excepcionalmente pobre hasta 10.000 roca excepcionalmente buena. Los siguientes son los parametros considerados en el Q de Barton:

- RQD: (Rock Quality Designation) índice de calidad de la roca
- Jn: Número de discontinuidades (Joint)
- Jr: Número de rugosidad
- Ja: Grado de alteración
- Jw: Presencia de agua subterránea
- SRF: Factor de reducción de esfuerzos.

Barton establece criterios para asignarle el peso a cada uno de los factores con los cuales se calcula el Q final. Los valores de cada parámetro de Barton están expuestos en el anexo de esta tesis, en las tablas de Barton.

SISTEMA DE CLASIFICACION Q										
PARAMETROS		RANGO		VALOR						
RQD %		RQD	%							
Número de discontinuidades		Jn								
Número de rugosidad		Jr								
Número de alteración		Ja								
Número de agua subterránea		Jw								
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)		SRF								
$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a) \times (J_w / SRF)$				Q =						
$Q' = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a)$				Q' =						
RMR = 9 Ln Q + 44										
RMR' = 9 Ln Q' + 44										
Q	1000-400	400-100	100-40	40-10	10-4,0	4-1,0	1-0,1	0,1-0,01	0,01-0,001	
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXTREMADAMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE	EXTREMADAMENTE POBRE	EXCEPCIONALMENTE POBRE	

Figura N°8. Sistema de clasificación Q de Barton, fuente dispositiva CGI.

El valor de Q es calculado con la siguiente ecuación:

$$Q = (RQD/J_n) \times (J_r/J_a) \times (J_w/SRF)$$

y el factor Q'

$$Q' = (RQD/J_n) \times (J_r/J_n)$$

ESR de Barton.

El valor ESR, asigna una puntuación según el uso que tendrá la excavación realizada, considerando aspectos tales como: el tiempo que se empleará la excavación, aspectos de seguridad y uso. A continuación se muestra la tabla ESR definida por Barton.

CATEGORIA DE EXCAVACIONES	DESCRIPCION	ESR
A	Excavaciones mineras temporales	3- 5
B	Aberturas mineras permanentes, túneles de agua para hidroeléctricas (excluyendo conductos forzados de alta presión), tuneles, galerías y sovavones para grandes excavaciones.	1.6
C	Cámaras de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles carreteros y ferrocarrileros menores, camaras de equilibrio, tuneles de acceso.	1.3
D	Casas de máquinas, túneles carreteros y ferrocarriles mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túnel.	1.0
E	Estaciones nucleoelectricas subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones para deportes y reuniones, fábricas.	0.80

Cuadro n°3. Tabla ESR de Barton, para determinar la puntuación según sea el uso que tendrá la excavación. Fuente CGI.

Relacion entre el Q de Barton y el RMR89

Se han postulado las siguientes fórmulas que permiten buscar la equivalencia:

$$RMR89 = 9 \ln(Q) + 44$$

$$RMR'89 = 9 \ln(Q') + 44$$

c) Índice de resistencia Geológica GSI de Hoek.

El índice de resistencia geológica GSI (Geological Strength Index), fue propuesto por Hoek, Kaiser y Bandew en 1995. Este índice estima la resistencia del macizo bajo diferentes condiciones geológicas.

La evaluación de GSI se hace por comparación con condiciones típicas, el valor del GSI varía entre 0 y 100. Se pueden definir 5 clases de calidad de roca.

- Muy Mala Calidad de Roca (GSI 0 -20)
- Mala calidad de Roca (GSI 20 - 40)
- Regular calidad de Roca (GSI 40-60)
- Buena Calidad de Roca (GSI 60-80)
- Muy Buena Calidad de Roca (GSI 80-100)

Relación del GSI con RMR'89.

Se ha calculado su equivalencia con la siguiente fórmula:

$$\text{GSI} = \text{RMR}' 89 - 50$$

6.2. DISCONTINUIDADES.

La roca intacta es un fragmento pequeño de roca libre de discontinuidades, en la cual la masa rocosa no presenta fracturas continuas.

Las discontinuidades se pueden definir como planos de estructuras que afecta a la continuidad de la roca, afectando las características mecánicas de la roca, frente a esfuerzos y/o deformaciones.

Las discontinuidades se presentan en el macizo rocoso de diferentes formas, afectando las características de este.

- Planos de estratificación
- Fallas
- Diaclasas
- Planos de foliación
- Contactos litológicos
- Vetillas o venillas

Planos de estratificación:

Corresponden a capas de diferentes materiales que se han generado por procesos geológicos de depositación y/o sedimentación. Entre dos estratos diferentes aparece una marcada línea de separación que separa los distintos materiales.

Fallas:

Las fallas corresponden a estructuras generalmente planas, que separan dos bloques de masa rocosa, a lo largo de las cuales existió o existe movimiento relativo entre ellas. Existen fallas normales, inversas y de cizalle dependiendo de la dirección que tengan entre los bloques sobre la línea de falla. Las zonas de falla pueden estar rellenas por materiales arcillosos, generando zonas de espesor variable, por su conformación son zonas de debilidad, los más comunes son los rellenos de salbanda.

Diaclasas:

Las diaclasas o juntas, son fracturas sin deslizamiento relativo transversal dentro de una masa rocosa. Son las estructuras más comunes de las rocas y se pueden encontrar tanto en superficie como en profundidad. Generalmente se presenta en grupos o set en forma paralela o sub paralela. Los planos de diaclasas se cortan entre si formando ángulos definidos con cierta simetría. Son el resultado de los esfuerzos a que han sido sometidas las masas rocosas.

Planos de foliación:

Los planos de foliación es la disposición en forma de laminas que presentan algunas rocas cuando son sometidas a grandes esfuerzos y presiones, estos se presentan generalmente en rocas metamórficas.

Vetillas o venillas:

Corresponde a rellenos de diaclasas u otras estructuras por otros materiales que se depositaron con posterioridad a la generación de las fracturas de la masa rocosa, generalmente en estado líquido, como fluidos hidrotermales, calcita o cuarzo.

Parámetros de las discontinuidades.

Las discontinuidades, poseen parámetros con los cuales son clasificadas:

- **Orientación:** Corresponde a la posición espacial, definida por su rumbo y buzamiento.
- **Espaciamiento:** Corresponde a la distancia perpendicular entre dos discontinuidades del mismo sistema.
- **Persistencia:** Corresponde a la longitud de una discontinuidad sobre la masa rocosa, en la zona en que esta aflora.
- **Rugosidad:** Es el estado de la caras de la discontinuidad, afectado la fricción por su grado de aspereza, pudiendo ser muy lisas, lisas, rugosas o muy rugosas afectado al estabilidad de las masa de rocas que entran en contacto por la discontinuidad.
- **Resistencia de las paredes:** Es la medida de resistencia a la compresión.

- **Abertura:** Es la distancia perpendicular de la discontinuidad cuando esta no está rellena. Las discontinuidades también pueden estar cerradas.
- **Relleno:** Corresponde al material que se encuentra relleno las discontinuidades, generalmente es más blando que el macizo rocoso.
- **Flujo:** Es la presencia de agua subterránea que brota por las aperturas de las discontinuidades.
- **Número de familias:** Las discontinuidades se pueden agrupar en set o familias dominantes, las cuales se diferencian por rumbos y buzamientos. Son primordiales para determinar la resistencia del macizo rocoso.
- **Tamaño de bloques:** Es una forma de cuantificar la calidad del macizo rocoso, los bloques están determinados por los set de discontinuidades.

6.3. CONO DE FRICCION.

El potencial de deslizamiento entre bloques contiguos tiene directa relación con la rugosidad de las caras que están en contacto, el ángulo de inclinación de la estructura y el peso del bloque. Este concepto de rozamiento físico se puede ejemplificar con una carga que se encuentra sobre un plano inclinado.

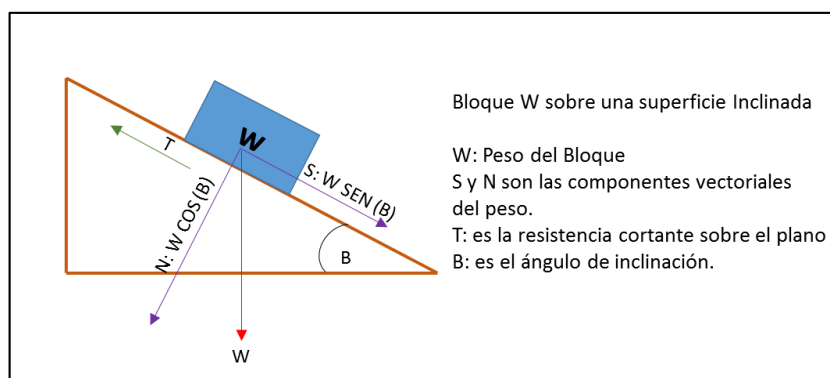


Figura N°9. Bloque que puede deslizarse sobre una superficie. Representa las juntas entre dos bloques de roca. Fuente elaboración propia.

En la figura se ven las componentes del peso de bloque, descompuestas en sus vectores en relación al ángulo de inclinación del plano. El bloque es afectado por la fuerza de gravedad, en dirección al centro de masas de la tierra, por lo que se considera una fuerza vertical.

- La componente S tiende a hacer deslizar el bloque
- La componente N tiende a estabilizar el bloque

La componente S está dada por: $S = W \text{ SEN } (B)$

La componente N está dada por: $N = W \text{ COS } (B)$

El esfuerzo norma Sigma que actúa sobre la superficie potencial de deslizamiento está dado por:

$$\text{Sigma} = W \text{ COS } B / A$$

Donde A es el área de la base del bloque.

T el esfuerzo cortante está dado por:

$$T = c + \text{Sigma} \times \text{TAN } (F_i)$$

Donde C es la cohesión y F_i el ángulo del cono de fricción.

Así la condición de equilibrio límite está dada cuando $T = W \text{ SEN } (B)$

$$C + \text{Sigma} \times \text{TAN}(F_i) = W \text{ SEN } (B), \text{ cuando } C = 0, \text{ es decir } B = F_i$$

- Si el valor de la resistencia cortante (T) sobre el plano (fuerza de roce) es mayor o igual a la componente S el bloque no deslizará.
- Si el valor de la resistencia cortante (T) es menor a la componente S el bloque deslizará.

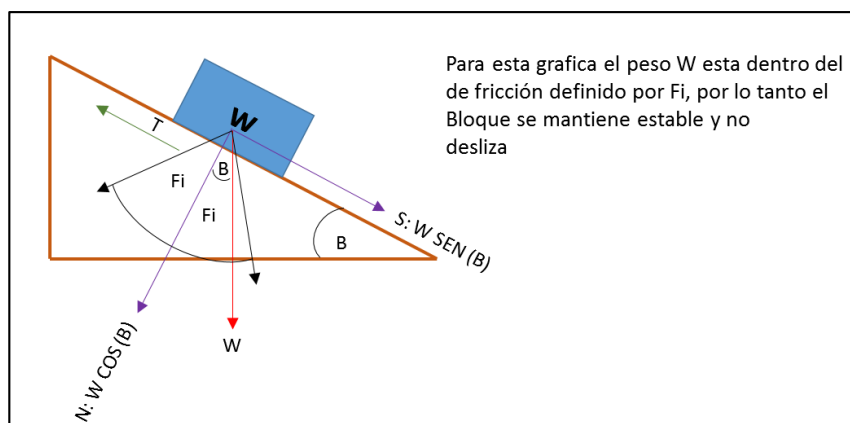


Figura N°10. Bloque sobre una superficie, bloque no desliza. El deslizamiento esta condicionado al ángulo F_i del cono de fricción, el bloque no desliza. Fuente elaboración propia.

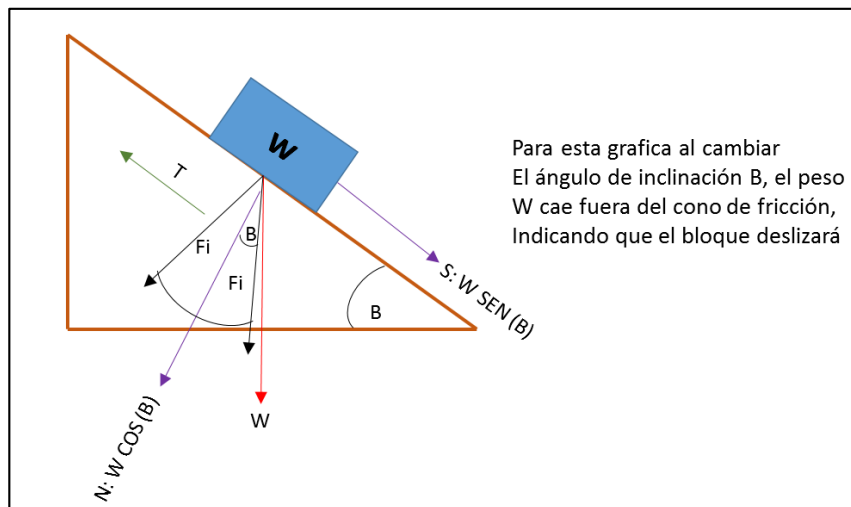


Figura N°11. Bloque sobre una superficie, bloque desliza. El deslizamiento está condicionado al ángulo F_i del cono de fricción, el bloque si desliza. Fuente elaboración propia.

Los valores del ángulo F_i son determinados en laboratorio de mecánica de roca, por lo que este valor es característico para cada tipo de roca dependiendo entre otros factores de la rugosidad de las caras y del tamaño de los bloques.

La aplicación del concepto de cono de fricción en este trabajo está relacionada con la cinemática de cuñas, que se pueden formar en una labor subterránea cuando existen tres o más sistemas de discontinuidades.

6.4. CINEMATICA DE CUÑAS.

Las cuñas son bloques de rocas que se forman cuando tres o más sistemas de discontinuidades se cortan entre si dejando bloques independientes, los cuales, según su ubicación espacial dentro de la excavación y sus características mecánicas pueden caer si no se toman las medidas de ingeniería necesarias.

Para determinar la cinemática de cuñas se emplean los datos de mapeo geomecánico de campo de las discontinuidades. Estas son proyectadas en el software DIPS para determinar las familias o sistemas principales.

Para este análisis son empleadas las proyecciones estereográficas, en las cuales se representan los polos y los planos definidos por el rumbo y el buzamiento de las discontinuidades. No es parte de esta tesina ahondar en los sistemas de proyecciones estereográficas, se mencionan dada su importancia en el análisis estructural y en la cinemática cuñas. En la siguiente figura se muestra una proyección estereográfica en la cual se han representado tres sistemas de discontinuidades que se cortan formando una cuña en el sector

central el que ha sido destacado en rojo. Se ha colocado el cono de fricción, la cual está dentro del cono de fricción, por lo que tiene gran potencial de caer. Por la ubicación central de la cuña se puede interpretar que esta se forma en el techo de la labora y continua hacia uno de los hastiales.

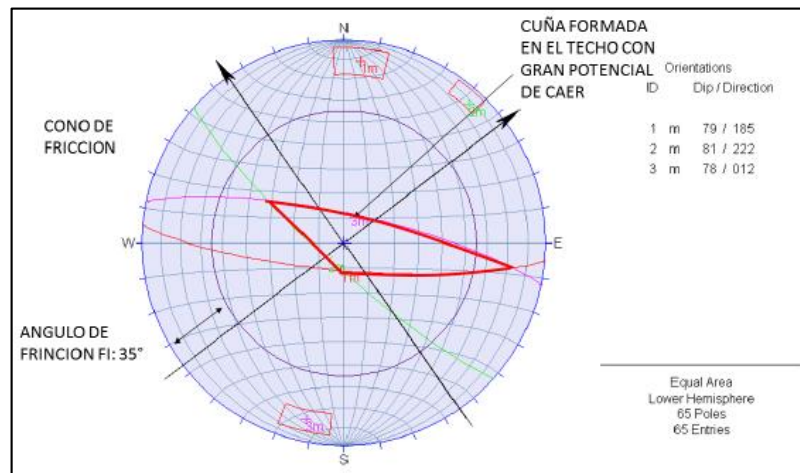


Figura N°12. Estereograma en el que se ha formado una cuña, la cual se encuentra dentro del cono de fricción, con potencial de caer. Fuente elaboración propia.

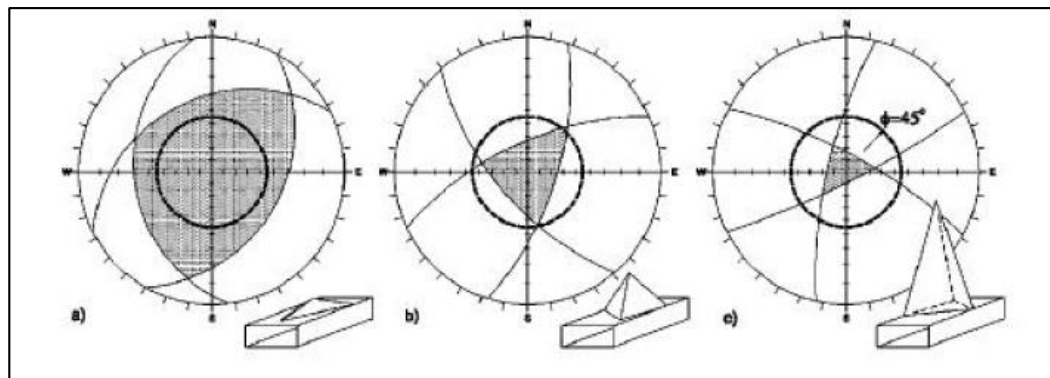


Figura N°13. Proyecciones estereográficas con distintos tipos de cuña distintas, a) La cuña está estable no cae, b) Inestable posibilidad de caer, c) muy inestable gran potencial de caer.

Fuente CGI.

Representación de tres sistemas de discontinuidades en proyección estereográfica, en las cuales ha sido representado un cono de fricción con $FI = 45^\circ$

En la figura a) la cuña formada por los tres sistemas de discontinuidades no tiene probabilidades de caer, pues sus límites están fuera del cono de fricción.

Por el contrario en las figuras b) y c) la cuña formada tiene gran potencial de caer por estar dentro del cono de fricción representado en la estereografía.

La importancia de este análisis es determinar a priori el potencial de cuñas que puedan formarse en los techos y/o hastiales de la excavación para el diseño adecuado del sostenimiento.

6.5. METODOS DE SOSTENIMIENTO.

El sostenimiento es una solución de ingeniería para dar estabilidad a una excavación, en este caso subterránea. El sostenimiento provee el soporte a la roca excavada para evitar que esta caiga desde el techo o los hastiales de la excavación, otorgando un margen de seguridad a los trabajadores y equipos que emplearán la excavación una vez terminada, por el tiempo que se haya programado la vida útil del proyecto.

Los sistemas de sostenimiento que serán tratados brevemente son:

- Pernos
- Malla
- Shotcrete

Pernos:

El perno de sostenimiento corresponde a una estructura de acero, en la cual un extremo es anclado en el macizo rocoso hasta llegar a la zona elástica de la excavación y el otro extremo aflora en la excavación en la cual se coloca una planchuela y una tuerca. El perno de sostenimiento corresponde a un sistema activo, ya que desde el momento en que se instala comienza a trabajar.

Su función es sostener el sector plástico de la excavación estando anclado en la zona elástica.

Para instalar los pernos se debe primero realizar una perforación de un diámetro mayor al del perno, el largo de la perforación debe superar la zona plástica de la excavación. El diámetro de la perforación será especificado para cada tipo de perno según el proveedor.

Existen diferentes tipos de pernos y distintos métodos de anclaje al macizo, se nombrarán los más utilizados:

Split set y Swellex: Pernos anclados a fricción.

Pernos de anclaje con cabeza de expansión

Pernos helicoidales anclados mediante resina química o lechada de cemento.

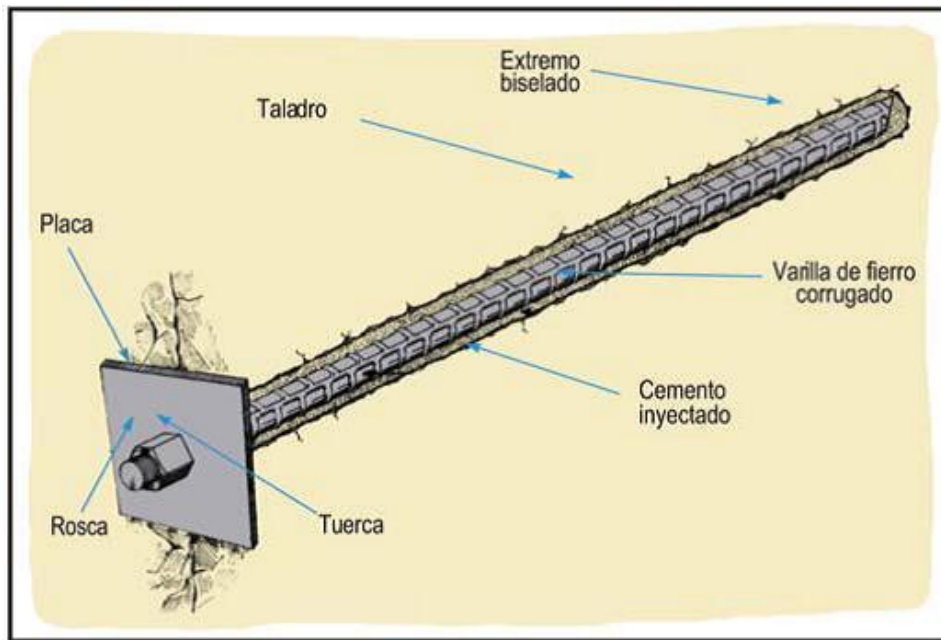


Figura N°14. Vista esquemática de un perno de sostenimiento, planchuela y tuerca. Perno de tipo helicoidal cementado con lechada inyectada. Fuente revista de seguridad minera

Mallas:

Las mallas se emplean para evitar que caigan desde el techo o los hastiales detritos de roca que se han desprendido por intemperización o esfuerzos locales.

Se emplea generalmente malla tipo acma de 10 x 10 cm con tratamiento eléctrico anti-oxidante.

Las mallas pueden ser puestas en forma simple, doble o triple con pequeños desplazamientos entre si disminuyendo el tamaño de la apertura por la cual puedan pasar los detritos.

Son afirmadas generalmente al interior de la labor a las mismas planchuelas de los pernos de sostenimiento.

Cuando ha ocurrido un evento que ha desprendido material se denomina malla cargada y este material rocoso debe ser removido para alivianar la carga de la malla, denominado descarga de malla.

La malla constituye un sistema de sostenimiento pasivo, solo actuara en el momento en que se desprenda material del techo o hastial.



Figura N°15. Foto de una excavación subterránea revestida con malla. Fuente RGM - Alambre y Mallas.

Shotcrete.

El shotcrete o cemento proyectado, es una mezcla de cemento con aditivos y fibra, que permite su proyección con un piton y secado rápido sobre la labor.

Se emplean equipos especializados denominados roboshot, que proyectan el shotcrete.

La función del shotcrete al igual que la falla es evitar que se desprendan detritos desde el techo o hastiales.

A diferencia de la malla el shotcrete al ser proyectado con alta presión sella la roca impidiendo que humedad o aire entren a la roca por pequeñas diaclasas o fracturas, mejorando la calidad y la durabilidad del sostenimiento.

Al igual que las malla son sistemas pasivos que actuaran solo cuando se produzca un desprendimiento local de material. El shotcrete a diferencia de la malla contendrá ese desprendimiento evitando que se separe de la roca caja de la excavación.



Figura N°16. Fotografía de equipo de mineros proyectando shotcrete desde un equipo en altura. Fuente www.construccionminera.cl

7. METODOLOGIA DE ANALISIS

En este ítem se desarrollará el estudio del proyecto, el cual consta de las siguientes etapas:

- **Antecedentes Geomecanicos y Geologicos:** Mapeos de estructuras, clasificación geomecanica según el Q de Barton, tipos de litologías, resultados de ensayos de mecánica de rocas y estacion tensional.
- **Cinemática de Cuñas:** Análisis mediante estereografía de formación de cuñas y su potencial de caer de acuerdo a su ubicación respecto al túnel y de acuerdo al cono de fricción
- **Análisis de estabilidad:** Se analizará la estabilidad de las cuñas formadas mediante métodos numéricos en Unwedge, se determinará cuáles tiene mayor potencial de caer e instalación de soporte.
- **Sostenimiento basado en tablas de Barton:** Se propone sostenimiento preliminar basado en las tablas de Barton.
- **Zona Plástica:** Se determina la zona plástica mediante métodos numéricos en software Phase2 y RocSupport, permitiendo determinar la longitud mínima de los pernos de sostenimiento.
- **Sostenimiento mediante métodos numéricos:** Empleando los resultados de los puntos anteriores se define sostenimiento en Phase 2, empleando el factor de seguridad del diseño.

7.1. Antecedentes Geomecánicos y Geológicos.

7.1.1. Geología.

Para el proyecto Túnel TBM fueron identificadas las siguientes unidades litológicas. Los datos fueron obtenidos de sondeos realizados como parte de la evaluación de este proyecto. La longitud en metros son los tramos de túnel con la litología señalada según la tabla siguiente.

TIPO DE ROCA	Tramo del Túnel (m)	Longitud (m)
Cuarzomonzonita	0 - 3150	3150
Porfido riódacítico	2600 - 2675	75
Andesita	3150 - 4450	1300
Porfido riódacítico	4450 - 5300	850
Brecha turmalina	5300 - 6650	1350
Brecha clorita/ Brecha biotita	6650 - 6700	50
Porfido riódacítico	6700 - 6850	150
Brecha clorita/ Brecha biotita	6850 - 6900	50
Andesita	6900 - 7100	200
Brecha turmalina	7100 - 7400	300
Andesita	7400 - 7700	300
Porfido riódacítico	7700 - 7750	50
Brecha turmalina	7750 - 7950	200
Pórfido riódacítico	7950 - 8125	175

Cuadro n°4 Litología en los tramos del eje del túnel proyectado.

7.1.2 Clasificación Geomecánica Q de Barton

Para el proyecto denominado Túnel TBM, existen antecedentes geotécnicos obtenidos por sondeos, los que han permitido caracterizar la calidad de la roca a lo largo del trazado del eje del túnel, por medios de sondaje geotécnicos. En la clasificación geotécnica basada en el Q de Barton.

Índice "Q"	ETAPA 1 (m)	ETAPA 2 (m)	Longitud Total (m)	Porcentaje (%)
> 1,00	-	3300,0	3300,0	40,6%
0,20 - 1,00	-	1835,0	1835,0	22,6%
0,10 - 0,20	-	1605,0	1605,0	19,8%
0,04 - 0,10	425,0	485,0	910,0	11,2%
0,01 - 0,04	275,0	100,0	375,0	4,6%
< 0,01	100,0	-	100,0	1,2%
Total	800,0	7325,0	8125,0	100,0%

Cuadro n°5 Índice de calidad geotécnica basado en el Q de Barton determinado para el trazado del proyecto Túnel TBM

Para esta clasificación del Q de Barton a modo de simplificar se le han asignado numeración según la calidad del Q. Se opta por denominar CS bajo la sigla Clase de Sostenimiento.

CATEGORIA	Q
CS1	> 1.00
CS2	0.2 - 1.00
CS3A	0.1 - 0.2
CS3B	0.04 - 0.1
CS4	0.01 - 0.04
CS5	< 0.01

Cuadro n°6 Categoría asignada al Q de Barton para simplificar los sectores del proyecto

7.1.3 Propiedades geomecánicas de las unidades litológicas.

En la siguiente tabla se muestran resultados de los ensayos de laboratorio de mecánica de rocas, para tres clases de litología dominantes.

ROCA	PESO UNITARIO γ [KN/m ³]	RESISTENCIA EN COMPRESIÓN UNIAxIAL σ_d [MPa]	MÓDULO DE DEFORMABILIDAD E [GPa]	PARÁMETRO DE LA ROCA INTACTA. CRITERIO mi Hoek-Brown
CUARZOMONZONITA	26.6	109 / 150	39 / 51	25 / 26
ANDESITA	28	130	31	18
PÓRFIDO RIODACÍTICO (*)	25/26	220 / 280	58	20 +/- 5

Cuadro n°7 Propiedades geomecánicas de las unidades litológicas dominantes en el trazado del proyecto Túnel TBM.

7.1.4. Geología Estructural.

De los mapeos de sondeos realizados, se han determinado cuatro sistemas de discontinuidades dominantes, los cuales se muestran en la siguiente tabla.

Dip	Dip direction	Frecuencia	Rugosidad	Relleno	Comentarios
50-80°	45-65°	4/m	Suave y plana a rugosa y ondulada	Limpia, ocasionalmente con arcilla y presencia de óxido de hierro	50/067 más importante sistema cerca del área del portal
35°	135-155°				Sistema medido en cerca del área del portal
60-80°	135-160° 315-340°				Sistema tomado de AAC geological map

Cuadro n°8. Sistemas de discontinuidades dominantes identificados en el área del trazado del proyecto Túnel TBM.

7.1.5. Estado Tensional.

Con la finalidad de obtener el estado tensional, se realizaron tres ensayos insitu en tres zonas deferentes del trazado entre los PK 5+145 y PK 6+830, de los cuales se obtuvieron los siguientes valores establecidos para este proyecto.

ESFUERZOS PRINCIPALES			
Esfuerzos Normales	σ (MPa)	Azimuth (°)	Inclinación (°)
σ_1	44,3	287,3	-10,75
σ_2	33,9	192,3	-24,2
σ_3	23,3	41,1	-62,7

Cuadro n°9. Estado tensional medido insitu, esfuerzos Sigma 1, Sigma 2 y Sigma 3.

7.2. Cinemática de Cuñas.

Se analizará la posible formación de cuñas dentro del trazado del Túnel TBM, para lo cual se realizará el análisis de cinemática de cuñas de acuerdo a los 4 sistemas de discontinuidades mapeados por medio de los sondeos. Los valores de DIP y DIP Dirección fueron promediados para cada sistema para obtener un valor representativo para cada uno, los cuales serán empleados en el modelamiento en los software DIPS y Unwedge. De la sectorización del túnel proyectado, se tomara solo la denominada ETAPA 2 que corresponde a excavación con TBM. La denominadas ETAPA 1 corresponde a la etapa de Portales.

De la etapa dos los análisis se centraran en la las clases geomecánicas denominadas CS 3 (0.2 a 0.04 Q) que corresponden al tramo comprendido entre los PK 4+260 y PK 5+470, el azimuth de la excavación de de 158°. La

cobertura litostática en este tramo tiene un valor variable por la topografía, se considerará el promedio de 930 metros, para los 1210 metros de túnel con clase CS3, $0.1 > Q > 0.01$

SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES DOMINANTES					
Sistema	Dip	Dip Dirección	Frecuencia	Rugosidad	Relleno
1	60°	55°	4/m	Suave y plana a rugosa y ondulada	Limpia, ocasionalmente con arcilla y presencia de óxido de hierro
2	35°	145°	4/m		
3	70°	148°	4/m		
4	70°	328°	4/m		

Cuadro n°10 Sistemas de discontinuidades principales, se han promediado datos para simplificar.

Para la clase de CS 3 se tienen las siguientes parámetros según los ensayos de ruptura de Hoek and Brown y de Mohr - Coulomb.

CRITERIO DE RUPTURA: HOEK - BROWN Y MOHR - COULOMB			
Criterio	Parametro	Unidad	Valor
Clasificación Hoek - Brown	Resistencia compresión axial de roca intacta SIGCI	MPa	130
	Índice clasificación, estimado GSI		26
	Coficiente criterio Hoek: Mi		20
	Factor de disturbancia: D		0.2
	Modulo de roca intacta. E	MPa	35000
Parametros de Mohr - Coulomb	Cohesion: c	Kpa	1953
	Fricción: Fi	°	41.4
	Poisson: u		0.2

Cuadro n°11. Datos de los criterios de ruptura de Hoek & Brown y Mohr - Coulomb.

Estereografía en DIPs

A continuación se presentan los estereogramas para determinar la formación de cuñas y su potencial de caer. Se emplea el ángulo de fricción FI de 41.4° para determinar el cono de fricción.

Se presentarán los estereogramas en combinación de tres sets de discontinuidades, con las siguientes combinaciones de los sets: (A) 1-2-3, (B) 1-2-4, (C) 2-3-4 y (D) 1-3-4. Se ha puesto el cono de fricción sobre el estereograma.

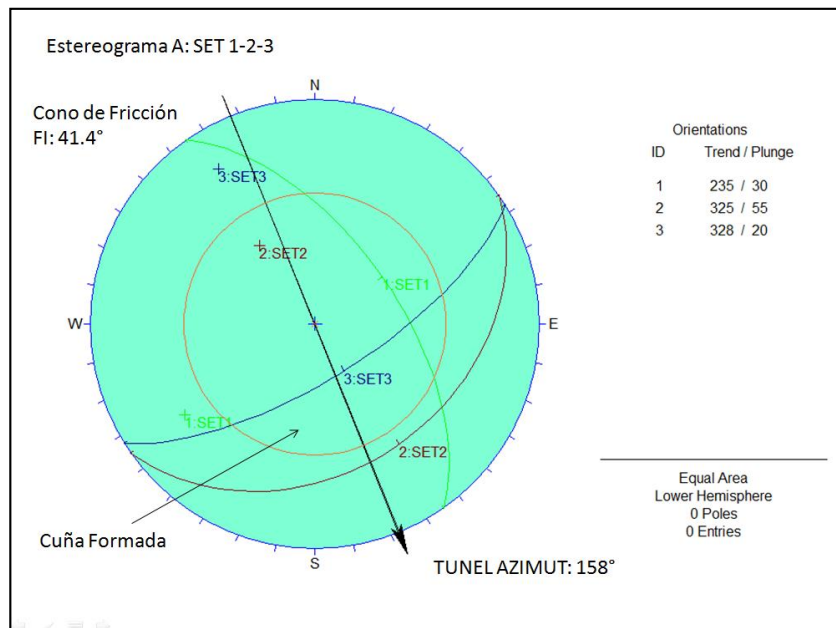


Figura N°17. Estereografía Caso A, 1-2-3. Se forma una cuña orientada hacia los hastiales. Tiene probabilidad de caer al estar una porción en el cono de fricción.

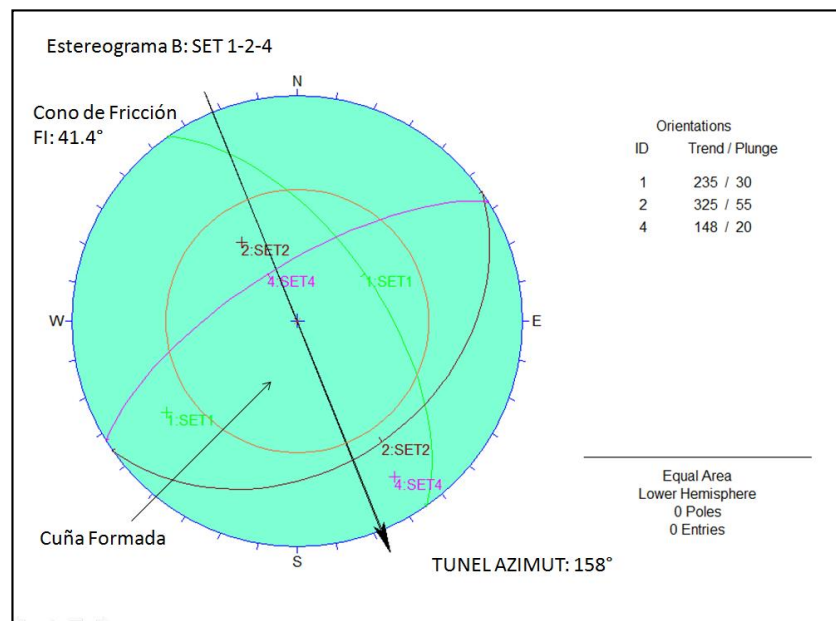


Figura N°18. Estereografía Caso B, 1-2-4. Se forma una cuña orientada hacia los hastiales. Tiene probabilidad de caer al estar una porción en el cono de fricción.

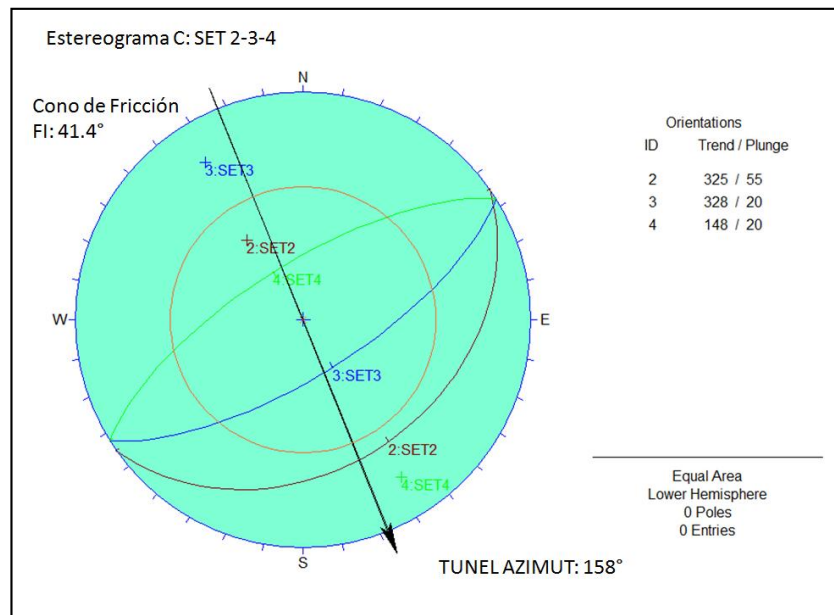


Figura N°19. Estereografía Caso C 2-3-4. Se forma una cuña orientada hacia los hastiales pasando por el centro de la excavación. No tiene probabilidades de caer por más grande que el cono de fricción.

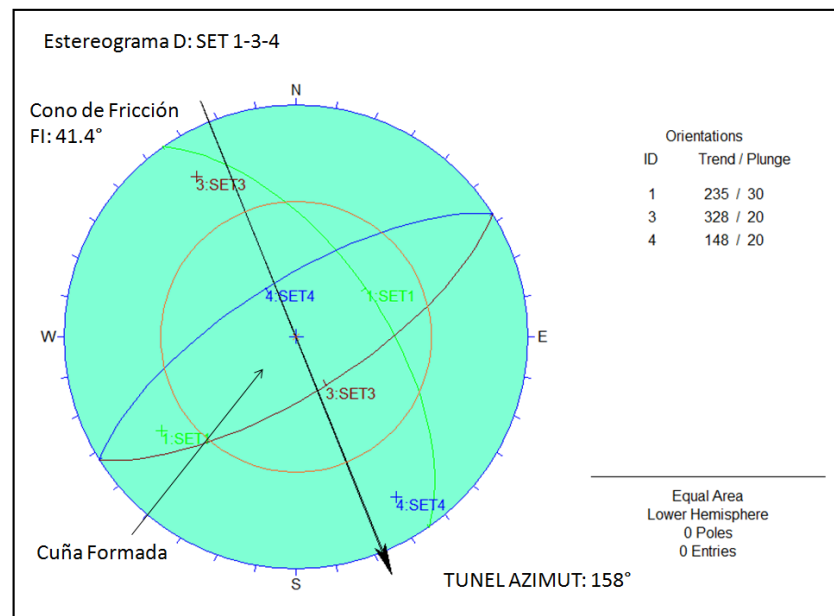


Figura N°20. Estereografía Caso D 1-3-4. Se forma una cuña orientada hacia uno de los hastiales pasando por el centro de la excavación. Tiene probabilidades de caer.

De los estereogramas anteriores se puede concluir que en los casos A, B y D se han formado cuñas con las set principales de estructuras. En los tres set el mayor porcentaje de la cuña está contenido en el cono de fricción, formándose las cuñas en el sector del techo y hacia los hastiales, teniendo posibilidad de caer, por estar contenida gran parte de la cuña en el cono de fricción. Se requiere hacer análisis de sostenimiento, para estas cuñas el cual será realizado en el software Unwedge.

7.3. Análisis roseta discontinuidades.

Las discontinuidades dominantes, han sido representadas en la roseta de discontinuidades empleando el software Dips. En la roseta se aprecia que las discontinuidades dominantes cruzan al eje del túnel en un ángulo cercano a los 90°. Esta condición de orientación de las estructuras dominantes considerando a los buzamientos promedio de 63°. Las estructuras que dominan van en el sentido de avance de la excavación según el azimut de 158°, lo cual constituye una condición favorable para el desarrollo de la excavación. Nota: como no se dispone del total de discontinuidades mapeadas para generar una roseta representativa se emplearon de las estructuras dominantes, empleando los rangos de cada familia, ver cuadro N°8

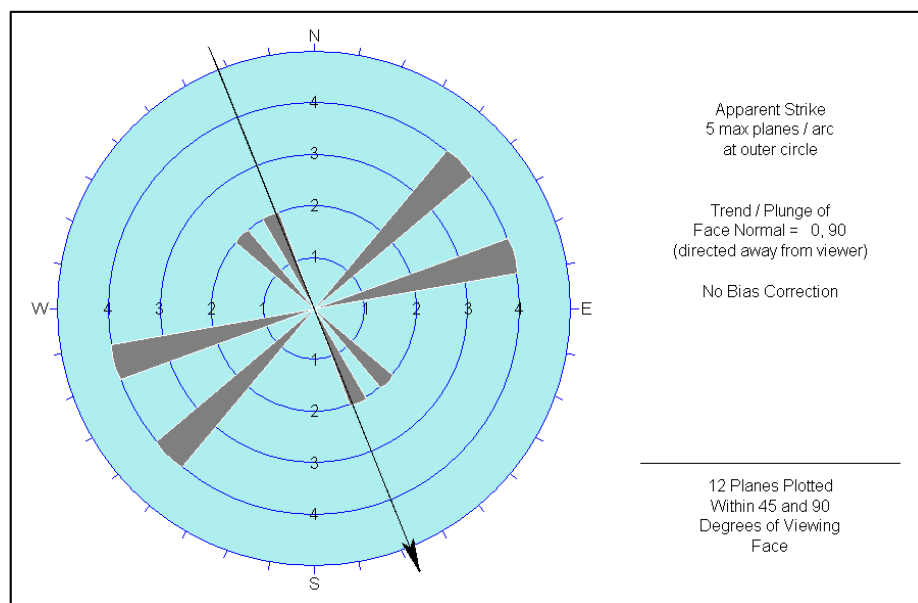


Figura N°21 Roseta de discontinuidades y trazado de la excavación.

7.4. Análisis de estabilidad.

Mediante lo estereogramas fue posible determinar que existen 3 combinaciones de los sistemas de discontinuidades dominantes que forman cuñas con potencial de caer de acuerdo al cono de fricción.

En esta etapa se realizará el análisis de estabilidad de las cuñas mediante métodos numéricos en el software Unwedge. La zona de análisis corresponde a las siguientes litologías: Andesita, PorfidoRiodacitico y Brecha de Turmalina, siendo la unidad dominante el PorfidoRiodacitico, por lo que se emplearan sus propiedades elásticas obtenidas en el laboratorio de mecánica de rocas:

Densidad: 25/26 Kn m³

Resistencia a la compresión uniaxial: 220/280 MPa

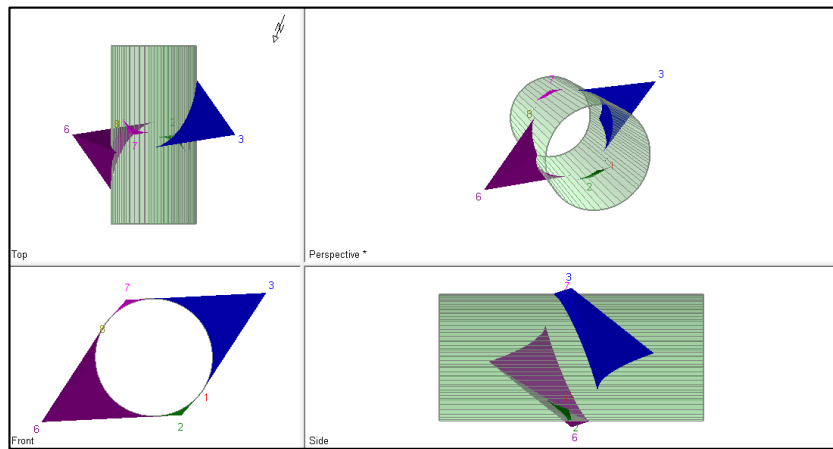
Módulo de Young's (E): 58 GPa

Parámetro mi roca intacta criterio Hoek and Bronw: 20 +/- 5

ModuloPoisson: 0.2

A continuación se presentan los resultados del analisis de estabilidad para cada combinación de discontinuidades.

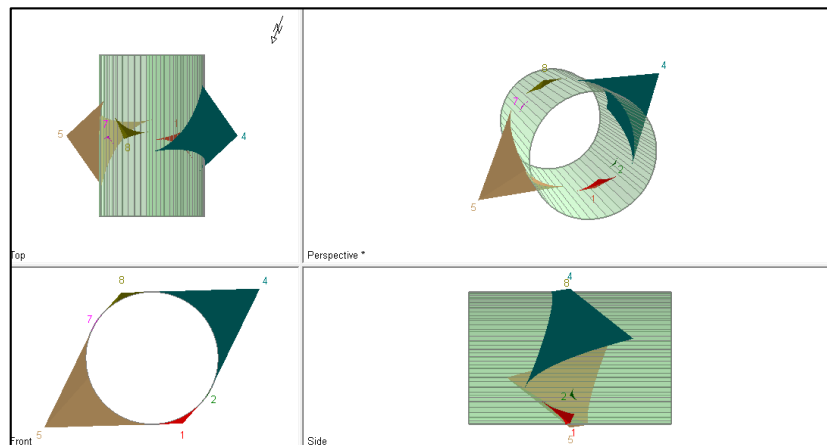
a) Análisis: 1-2-3



Combinacion de estructuras 1-2-3						
	cuña1	cuña2	cuña3	cuña6	cuña7	cuña8
Ubicación	Caja derecha inferior	Piso	Caja superior derecha	Caja izquierda estable	Techo	Caja derecha superior
Factor Seguridad	5971.767	2796.665	20.374	estable	46.729	0
Volumen (m3)	0	0.031	7.609	7.64	0.029	0
Peso (MN)	0	0.001	0.194	0.195	0.001	0
Altura aprox (m)	0.01	0.26	3.59	3.6	0.25	0.01
Factor Seguridad Diseño 1.6						

Figura N°22 Análisis de estabilidad en Unwedge, Caso A. Existe un cuña con probabilidades de caer.

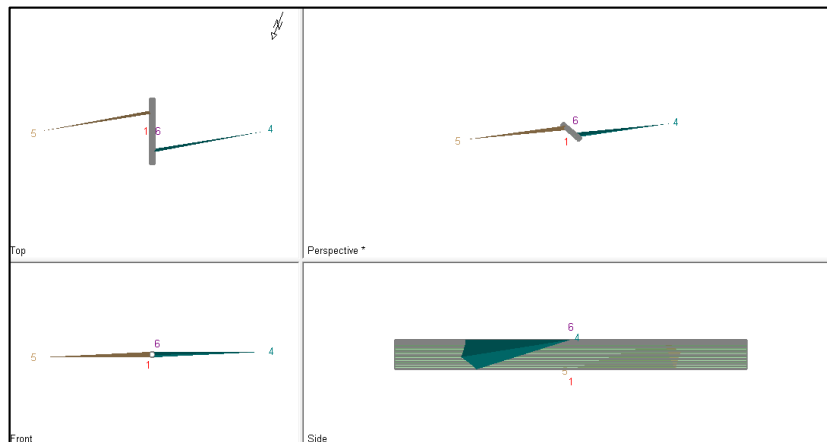
b) Análisis: 1-2-4



Combinacion de estructuras 1-2-4						
	cuña1	cuña2	cuña4	cuña5	cuña7	cuña8
Ubicación	Piso	Caja derecha inferior	Caja derecha superior	Caja izquierda inferior estable	Caja derecha superior	Techo
Factor Seguridad	2867.233	1613.824	10.727	estable	96.031	1.082
Volumen (m3)	0.05	0	7.046	7.047	0	0.049
Peso (MN)	0.001	0	0.18	0.18	0	0.001
Altura aprox (m)	0.27	0.03	2.8	2.79	0.03	0.27
Factor Seguridad Diseño 1.6						

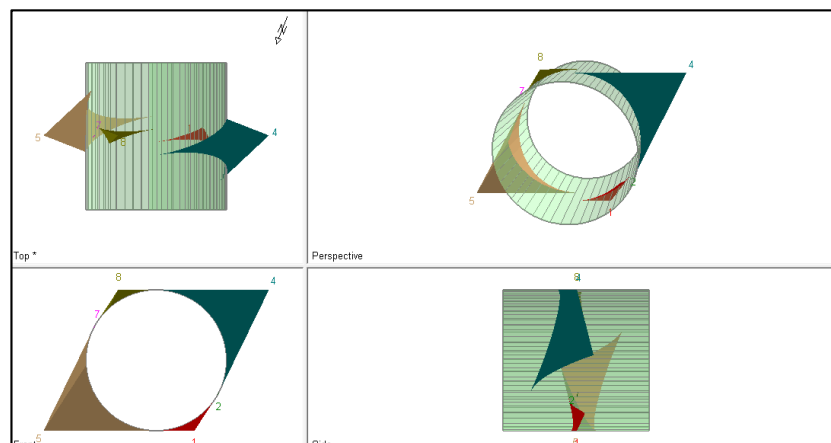
Figura N°23 Análisis de estabilidad en Unwedge, Caso B. Existe un cuña con probabilidades de caer.

c) Análisis: 2-3-4



Combinación de estructuras 2-3-4						
	cuña1	cuña4	cuña5	cuña6		
Ubicación	Piso	Caja derecha superior	Caja derecha superior	Caja izquierda inferior		
Factor Seguridad	estable	365.895	estable	0		
Volumen (m3)	0	298.663	297.486	0.078		
Peso (MN)	0	7.616	7.586	0.002		
Altura aprox (m)	0	117.67	117.51	0		
Factor Seguridad Diseño 1.6						

Figura N°24 Análisis de estabilidad en Unwedge, Caso C. Existe un cuña sin probabilidades de caer por estar cercana a piso de la excavación.



Combinación de estructuras 1-3-4						
	cuña1	cuña2	cuña4	cuña5	cuña7	cuña8
Ubicación	Caja derecha inferior	Caja derecha inferior	Caja derecha superior	Caja izquierda inferior	Caja izquierda superior	Caja izquierda superior
Factor Seguridad	estable	4267.681	12.451	estable	1185.149	2.145
Volumen (m3)	0.066	0	3.223	3.225	0	0.065
Peso (MN)	0.002	0	0.082	0.082	0	0.002
Altura aprox (m)	0.41	0.01	2.66	2.66	0	0.41
Factor Seguridad Diseño 1.6						

Figura N°25 Análisis de estabilidad en Unwedge, Caso D. Las cuñas formadas no tienen probabilidad de caer por que su factor de seguridad supera al del diseño.

El análisis de estabilidad señala que en los casos A y B se forman cuñas cuyo potencial de caer, en el caso C se forma una cuya cercana al piso por el lado de un hastial y en el caso D, las cuñas formadas cumplen con el factor de seguridad del proyecto, por lo tanto según los datos obtenidos hay que instalar sostenimiento para afirmar las cuñas formadas en las condiciones A y B, en el sector del hastial superior cercano al techo y en el centro del techo de la labor respectivamente. En este punto se pueden recomendar pernos sistemáticos desde los hastiales cubriendo todo el techo. Para determinar el espaciamiento y longitud se harán más análisis en los siguientes puntos.

TIPO DE SOSTENIMIENTO BASADO EN LAS TABLAS DE BARTON.

Es posible determinar que se necesita sostenimiento por los análisis de cinemática de cuñas realizados. En la proyección estereográfica muestra que las combinaciones de 3 de los 4 sistemas de discontinuidades generan cuñas cuya posición está en el techo de la labor y con potencial de caer. Los análisis mediante métodos numérico arrojan la misma situación, se forman cuñas con gran potencial de caer en el techo de la labor, resultando que 3 de las 4 combinaciones posibles de los sistemas de discontinuidades producen están cuñas.

Se hace necesario instalar un sistema de sostenimiento, para esto antes de realizar los modelos numéricos se emplearán las tablas de Barton para estimar el sostenimiento adecuado.

7.4. Sostenimiento basado en tablas de Barton

La siguiente tabla muestra los valores del ESR según la categoría de la excavación descritos por Barton.

CATEGORIA DE EXCAVACIONES	DESCRIPCION	ESR
A	Excavaciones mineras temporales	3- 5
B	Aberturas mineras permanentes, túneles de agua para hidroeléctricas (excluyendo conductos forzados de alta presión), tuneles, galerías y sovavones para grandes excavaciones.	1.6
C	Cámaras de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles carreteros y ferrocarrileros menores, camaras de equilibrio, tuneles de acceso.	1.3
D	Casas de máquinas, túneles carreteros y ferrocarriles mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túnel.	1.0
E	Estaciones nucleoelectricas subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones para deportes y reuniones, fábricas.	0.80

Cuadro n°12. Tabla ESR de Barton se ha determinado el ESR en 1.6, siendo una excavacion de categoría B

El uso que tendrá esta excavación es un túnel permanente, por lo que se le asigna la **categoría B**, como excavación permanente, teniendo el valor de ESR = 1.6. Ya que será un túnel permanente para acceso al futuro proyecto minero subterráneo a desarrollarse en el área.

El túnel será desarrollado por una TBM, maquina tuneladora, con un diámetro de excavación de 6 metros.

Se calcula el diámetro equivalente (DE) como:

$$DE = \text{diámetro de la excavación} / ESR$$

Se obtiene un diámetro equivalente (DE) = 3.75

Para el tramo a analizar en esta tesina se considera el comprendido entre los PK 4+260 y PK 5+740, que considera una clase de roca tipo pobre con un valor de Q de Barton entre 0.2 y 0.04, denominada para este caso como CS3.

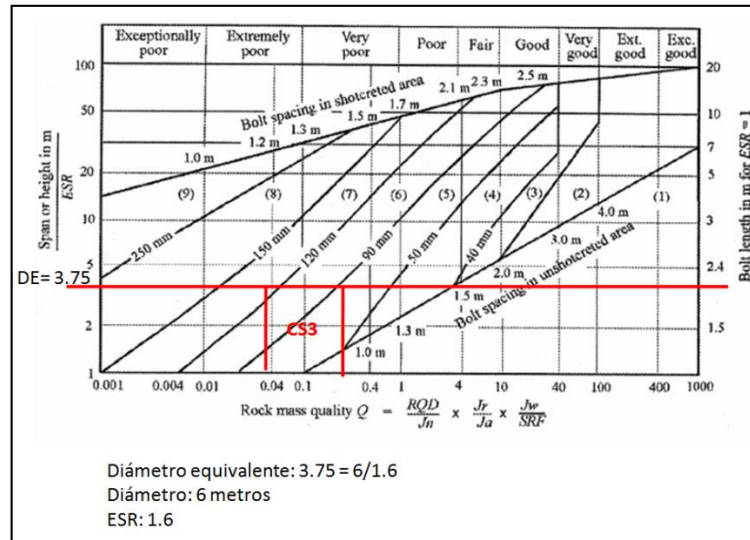


Figura N°26. Tabla de sostenimiento de Barton (1), se ha calculado el diámetro equivalente y se ha obtenido que el sostenimiento adecuado son pernos de 3 metros y shotcrete de 120 mm.

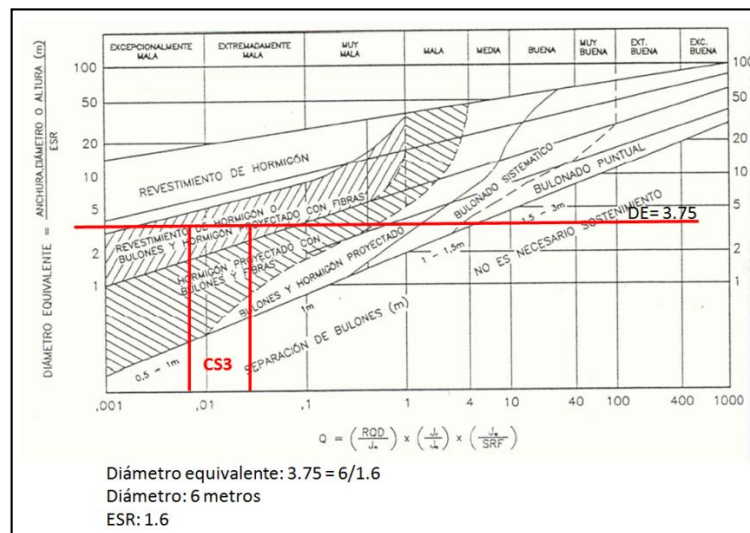


Figura N°27. Tabla de sostenimiento de Barton (2), se ha calculado el diámetro equivalente y se ha obtenido que el sostenimiento adecuado son pernos de 2.5 metros y shotcrete. Espaciamento en el empernado de 1 metro aprox.

Sobre el análisis de la tabla de Barton se concluye que para este tramo analizado se recomienda instalar empernado sistemático con espaciamento 1,3 metros y con 3 metros de longitud y con shotcrete proyectado de 120 mm.

7.5. Zona Plástica.

En este punto será determinada la zona plástica, empleando métodos numéricos en los softwares Phase 2 y RocSupport. La zona plástica será determinada con la finalidad de dimensionar el largo mínimo de los pernos de sostenimiento.

Los datos a emplearse para los métodos numéricos son (ver cuadro N°11):

- Módulo de Young's: 35.000 MPa
- Poisson : 0.2

Se empleará el criterio de fractura de Hoek-Brown

- Intac UCS: 130 MPa (en la zona estudiada)
- Parámetro m : 20
- Parámetro s: 0.0001

Los valores del criterio de Hoek y Brown se determinaron el RocData.

Para el estado tensional se emplearán los valores:

- Sigma 1: 44.3 MPa
- Sigma 2: 23.3 MPa
- Sigma Z: 33.9 MPa
- Angulo horizontal: 41.4°

En las siguientes figuras se muestra la zona plástica en Phase 2 y RocSupport.

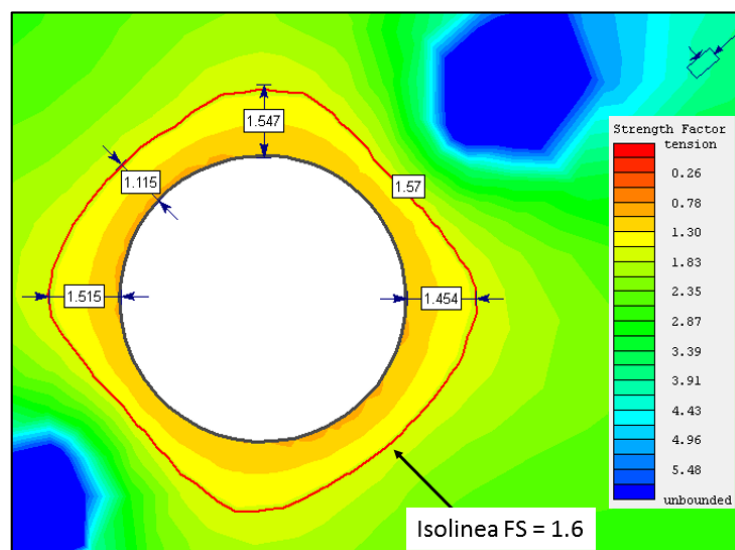


Figura N°28 Zona plástica determinada en el Software Phase2. La isocline de FS = 1.6 representa el factor de seguridad del proyecto. Los sectores más anchos de la zona plástica están cerca de los 1.35 metros.

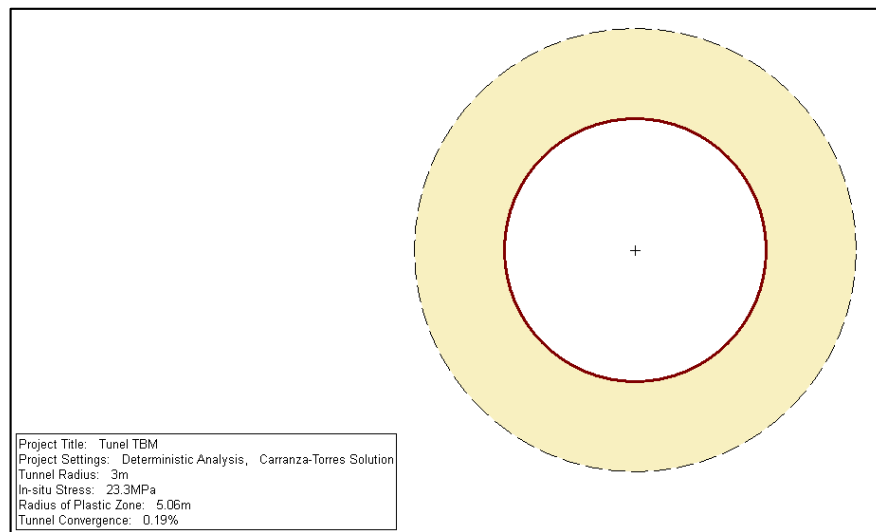


Figura N°29. Zona plástica determinada en el Software RocSupport. Se determina la zona plástica como una envolvente de radio 2.06 metros. Además se obtiene el porcentaje de convergencia el cual es 0.19%.

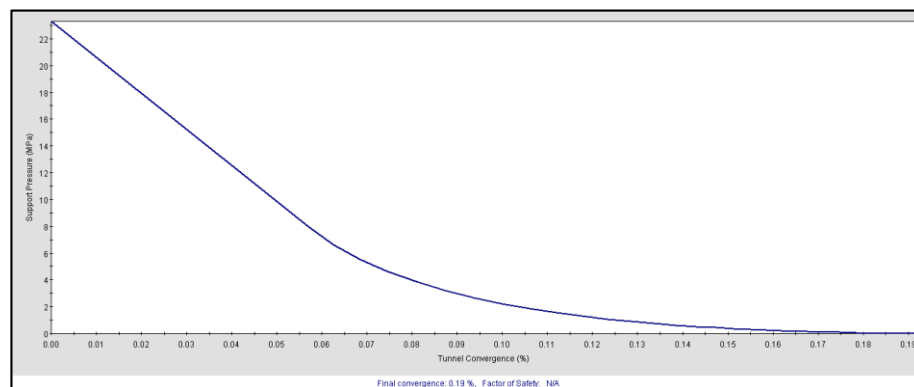


Figura N°30. Convergencia de la excavación obtenida con RocSupport. Este valor permitirá realizar monitoreo de deformación durante la etapa de construcción de la obra, considerando que la deformación máxima esperado es de 0.19% del diámetro de la excavación.

“Se ha demostrado que la estabilidad de los túneles en la roca débil, está controlada por la relación de la resistencia a la compresión uniaxial de la masa rocosa a la máxima tensión in situ. Esta relación proporciona una guía para la primera estimación de los requisitos de apoyo (Hoek, 1998). Los resultados de los últimos estudios (Hoek y Marinos, 2000) se resumen en el siguiente gráfico y en el cuadro correspondiente. Aunque las categorías de A a E son algo arbitrarias, se basan en una experiencia considerable y se consideran adecuadas como primera indicación de la dificultad del túnel”. Fuente RocSupport.

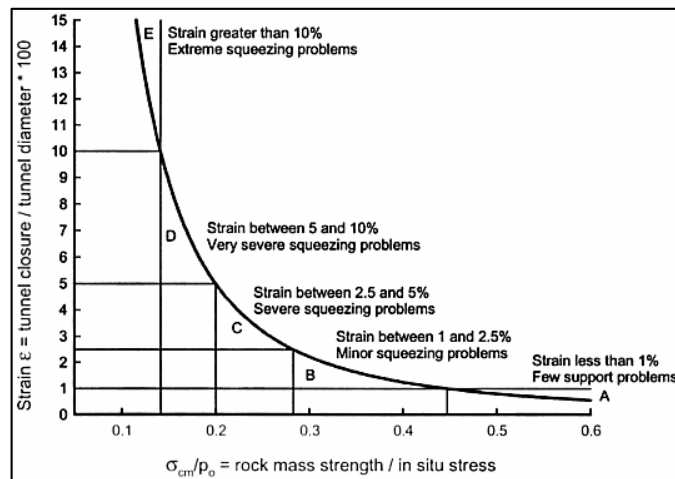


Figura N°31. Grafica de relación de tensión, relación de convergencia y problemas geotécnicos, fuente RocSupport.

En la siguiente tabla se muestran los valores de convergencias para diferentes problemas geotécnicos y los tipos de soporte adecuados. El valor $\epsilon\%$ se calcula como: $\text{convergencia}/\text{diámetro} \times 100$

Para este caso el valor $\epsilon = 3.16\%$, entrando en la categoría C de la tabla.

	Strain ϵ %	Geotechnical issues	Support types
A	Less than 1	Few stability problems and very simple tunnel support design methods can be used. Tunnel support recommendations based upon rock mass classifications provide an adequate basis for design.	Very simple tunneling conditions, with rockbolts and shotcrete typically used for support.
B	1 to 2.5	Convergence confinement methods are used to predict the formation of a 'plastic' zone in the rock mass surrounding a tunnel and of the interaction between the progressive development of this zone and different types of support.	Minor squeezing problems which are generally dealt with by rockbolts and shotcrete; sometimes light steel sets or lattice girders are added for additional security.
C	2.5 to 5	Two-dimensional finite element analysis, incorporating support elements and excavation sequence, are normally used for this type of problem. Face stability is generally not a major problem.	Severe squeezing problems requiring rapid installation of support and careful control of construction quality. Heavy steel sets embedded in shotcrete are generally required.
D	5 to 10	The design of the tunnel is dominated by face stability issues and, while two-dimensional finite analyses are generally carried out, some estimates of the effects of forepoling and face reinforcement are required.	Very severe squeezing and face stability problems. Forepoling and face reinforcement with steel sets embedded in shotcrete are usually necessary.
E	More than 10	Severe face instability as well as squeezing of the tunnel make this an extremely difficult three-dimensional problem for which no effective design methods are currently available. Most solutions are based on experience	Extreme squeezing problems. Forepoling, face reinforcement are usually applied and yielding support may be required in extreme cases.

Cuadro n°13. Tabla de convergencia, problemas geomecánicos y tipos de soporte. La clase C indica que se debe instalar sostenimiento inmediatamente, con pernos y shotcrete con fibra de metal.

7.6. Sostenimiento mediante métodos numéricos

Finalmente será introducido el sostenimiento en base a los antecedentes calculados en los puntos anteriores, teniendo como referencia los siguientes aspectos:

Por las tablas de Barton se estima que el sostenimiento debe ser pernos sistemáticos de 2 metros de longitud, con espaciado de 1.3 metros. Adicionalmente se recomienda shotcrete de espesor de 120 mm.

Los resultados de la zona plástica modelada con métodos numéricos arrojan que esta tiene un valor máximo de 1.3 metros en Phase 2 y de 2.24 metros en RocSupport, por lo tanto los pernos deben superar esta longitud, permitiendo que un porcentaje del anclaje quede instalado en la zona elástica.

Baso en lo expuesto anteriormente se propone instalar pernos de 2.5 metros de largo tipo helicoidal con resina química, espaciados cada 1.3 metros. Adicionalmente se incorpora shotcrete de 120 mm.

Este sostenimiento será ingresado a RocSupport a Unwedge para analizar el factor de seguridad calculado por los modelos numéricos al introducir el sostenimiento.

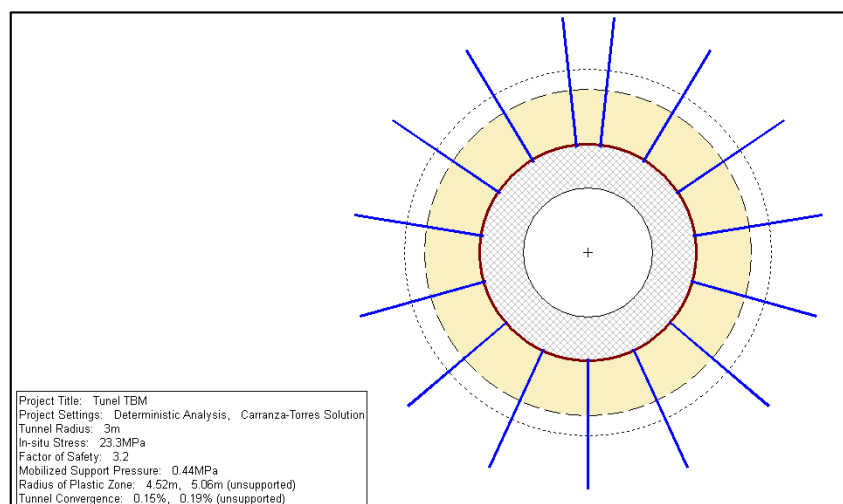


Figura N°32. Sostenimiento en RocSupport. Se ha incorporado el sostenimiento, agregando pernos de 2.5 metros de largo, espaciados cada 1.3 metros y shotcrete con fibra de 100 mm. El factor de seguridad para este diseño es de 3.2, superando al FS =1.6 definido para el proyecto. El sostenimiento instalado será adecuado.

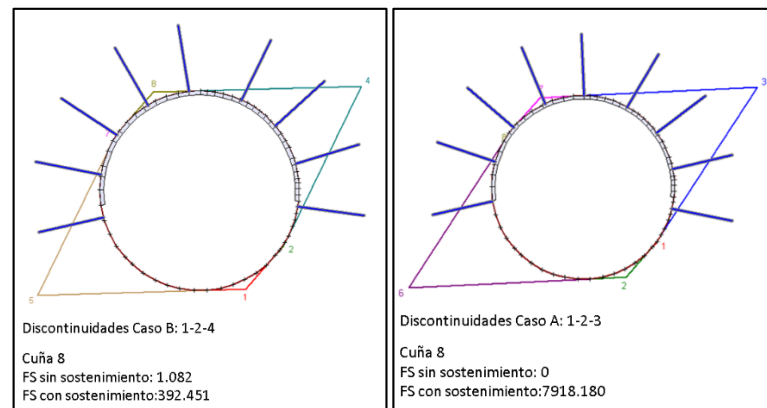


Figura N°33. Modelos de sostenimiento realizados en Unwedge, incorporando el sostenimiento definido de pernos sistemáticos de 2.5 metros espaciados cada 1.3 metros y shotcrete de 100 mm. El factor de seguridad de las cuñas a mejorado volviéndose seguro.

8. CONCLUSIONES

Se puede concluir lo siguiente de este trabajo:

- Se analiza un sector de 1.210 metros de longitud de una obra de 8 kilómetros de longitud, este sector ha sido elegido para proponer un diseño de sostenimiento debido a que cuenta con menor calidad de roca en la escala de Q de Barton (entre 0.04 y 0.2 Q), pese a que la litología dominante del sector es un Porfido Riodacítico con un valor de resistencia a la compresión uniaxial bueno (220 a 280 MPa). Se propone el sostenimiento en uno sectores más complejos de la obra.
- El análisis de geología estructural mediante los estereogramas permite determinar la formación de cuñas con posibilidad de caer en el sector de techo y la parte alta de los hastiales, encontrándose que 3 de los 4 sistemas forman cuñas con posibilidades de caer, determinado esto por el ángulo FI que forman los planos de discontinuidad entre los bloques de roca, representados mediante el cono de fricción.
- Empleando las tablas de Barton se determinó un sistema de sostenimiento, el cual consiste en pernos sistemáticos de 2.5 metros de largo, espaciados cada 1.3 metros entre sí. Se recomienda cubrir con shotcrete de 120 mm la zona superior de los hastiales y el sector del techo.
- En el análisis empleando métodos numéricos en los software Phase 2 y RocSupport muestra que bajo las condiciones de la roca, esfuerzos y litología existente en el tramo de 1.210 metros analizado, la zona plástica es de 1.55 metros promedio de ancho en Phase2 y de 2.06

metros en RocSupport. Con esta información se pueden dimensionar los pernos llegando a que una longitud de 2.5 metros es adecuada para este diseño, asegurando que 95 centímetros del perno este anclado en la zona elástica empleando el Phase2 y que 45 centímetros del perno empleando RocSupport.

- e) El método numérico de RocSupport entrega el factor de seguridad al instalar el empernado de 2,5 metros de largo, más el shotcrete recomendado de 100 mm, reportando un factor de seguridad de 3.2, cumpliendo con las exigencias del diseño.
- f) Empleando Unwedge, se comprueba que las cuñas formadas con potencial de caer se estabilizan incorporando el método de sostenimiento definido.

9. RECOMENDACIONES GEOMECHANICAS

- a) Durante del desarrollo de la obra instalar estaciones de convergencias con 4 vértices anclados a las cajas, de forma de monitorear las deformaciones que puedan ocurrir en el avance. Se calculó el porcentaje máximo esperado de convergencia en RocSupport, el cual llega a 0.19% del diámetro de la excavación. Este valor debe ser pasado milímetros para controlar la deformación y permitir alertas en caso que la deformación observada supere a la esperada.
- b) En el desarrollo de la obra se deben realizar mapeos geológicos y geomecanicos de tal forma de actualizar los modelos realizados mediante sondeos.
- c) Una vez instalado el sostenimiento se deben realizar inspecciones diarias, en búsqueda de aparición de fracturas en el shotcrete, agua u oxidación de los pernos. Ante la aparición de agua se debe actualizar la caracterización geomecanica introduciendo este parámetro.

10. BIBLIOGRAFIA

- Diapositivas GCI
- Introducción a la ingeniería de túnel, Herman Gavilanes J – Byron Andrade Haro, Asociación de ingenieros de minas del Ecuador (AIME), 2004.
- Plotting, Analysis and Presentation of Structural Data Using Spherical Projection Techniques, Rocscience.
- Proyecciones estereográficas, B.A. Rosenfeld; N.D. Sergeeva, MIR Editorial 1977.
- Ingeniería Geológica, González de Vallejo Luis, España 2004.

11. ANEXOS

11.1. Archivos digitales

a) Dips:

Análisis A 1-2-3.

Análisis B 1-2-4.

Análisis C 2-3-4.

Análisis D 1-3-4.

b) Unwedge:

Análisis Caso A: sin y con sostenimiento.

Análisis Caso B: sin y con sostenimiento.

Análisis Caso C: sin sostenimiento.

Análisis Caso D: sin y con sostenimiento.

c) Phase2:

Análisis zona plástica.

d) RocSupport:

Análisis zona plástica

Sostenimiento

11.2. Tablas de Barton:

a) RQD:

1.- INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA	
Descripción	RQD %
MUY POBRE	0 - 25
POBRE	25 - 50
REGULAR	50 - 75
BUENA	75 - 90
EXCELENTE	90 - 100

b) Jn: Número de Discontinuidades.

2.- NUMERO DE DISCONTINUIDADES	
descripción	J n
Masiva o con muy poca discontinuidad	0.5 - 1.0
Un sistema de discontinuidad	2
Un sistema de principal y uno secundario	3
Dos sistemas de discontinuidad	4
Dos sistemas principales y uno secundario	6
Tres sistemas de discontinuidades	9
Tres sistemas principales y uno secundario	12
Cuatro sistemas de discontinuidades o mas	15
(roca muy fracturada)	
Roca triturada (Terrosa)	20

c) Jr: Número de rugosidad.

FACTOR DE RUGOSIDAD DE LAS DISCONTINUIDADES		
	DESCRIPCION	Jr
A	Diaclasas discontinuas	4
B	Rugosas e irregulares, onduladas	3
C	Lisas, Onduladas	2
D	Lustrosas Ondulantes	1,5
E	Rugosas o irregulares, planares	1,5
F	Lisas, Planares	1
G	Lustrosas, Planares	0,5
H	Zona conteniendo arcillas en cantidad suficiente como para impedir el contacto entre las superficies que limitan la fractura	1
J	Zona de material arenoso en cantidad suficiente como para impedir el contacto entre las superficies que limitan la fractura	1

d) Ja: Alteración.

FACTOR DE ALTERACION DE LAS DISCONTINUIDADES		
	DESCRIPCION	Ja
a) Contacto entre superficies de la discontinuidad (sin relleno de mineral, solo recubrimientos)		
A	Ajustadas, rellenas con material compacto	0,75
B	Superficies inalteradas, ligeras manchas de oxidacion	1
C	Superficies ligeramente alteradas, cubiertas con material granular no arcilloso, producto de la desintegracion de la roca.	2
D	Capas superficiales de material limoso o arcilloso arenoso, con una pequena fraccion cohesiva.	3
E	Capas superficiales de arcilla (caolinita, mica cloritas, etc.) cantidades pequenas de arcilla expansiva en capas de 1- 2 mm de espesor	4
b) Contacto entre superficies de la discontinuidad se produce despues de 10cm de (relleno de mineral fino)		
F	Relleno granular no cohesivo, roca desintegrada libre de particulas arcillosas	4
G	Material con alto grado de consolidacion, relleno continuo (hasta de 5mm. de espesor) de material arcilloso compacto.	6
H, I	Relleno continuo (hasta de 5mm. De espesor) de material arcillosos compacto con bajo grado de consolidacion	8
J	Relleno continuo de arcilla expansivas (Montmorillonita) el valor de Ja dependera del % de expansion, el tamaño de las particulas arcillosas, la accesibilidad del agua, etc.	8 - 12

e) Agua subterránea.

FACTOR DE REDUCCION POR CONTENIDO DE AGUA EN FRACTURAS		
	DESCRIPCION	Jw
A	Secas o flujos bajos (5 l/min)	1
B	Flujos a presiones medias que ocasionen erosion del material de relleno	0,66
C	Flujos o presiones altas en roca competente con diaclasas sin relleno	0,5
D	Flujos a presiones altas con erosion considerable del material de relleno	0,33
E	Flujos o presiones excepcionalmente altas luego de la voladura disminuyendo con el tiempo	0.2 - 0.1
F	Flujos o presiones excepcionalmente altas sin que ocurra una disminucion en el tiempo	0.1 - 0.05

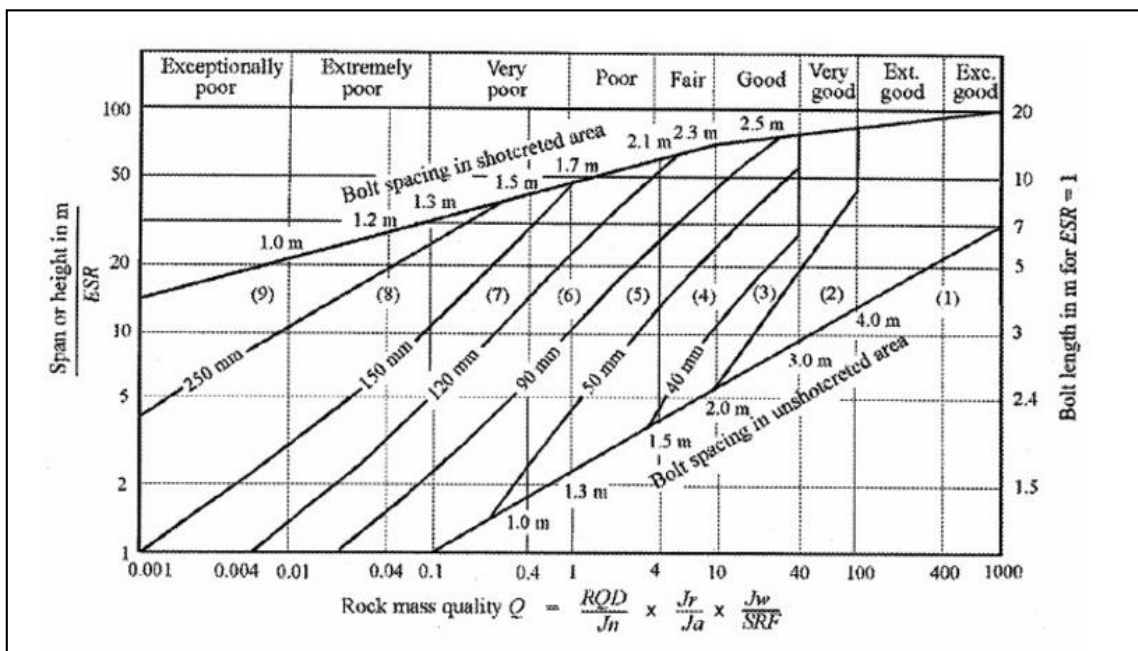
f)SRF: Factor de reducción de esfuerzos.

FACTOR DE REDUCCION POR TENSIONES			SRF	
DESCRIPCION				
A) Las zonas debiles intersectan a la excavacion, pudiendo producirse desprendimientos de rocas a medida que la excavacion del tunel va avanzando.				
A	Muchas zonas debiles de arcilla con evidencias de desintegracion quimica roca circundante muy suelta cualquier profundidad		10	
B	Zona debil aislada con arcilla o roca desintegrada quimicamente (profundidad menor 50m)		5	
C	Zona debil aislada con arcilla o roca desintegrada, profundidad mayor 50m.		2,5	
D	Muchas zonas de falla en roca competente, roca circundante suelta. (cualquier profundidad)		7,5	
E	Zona de falla aislada en roca competente profundidad menor a 50 m.		5	
F	Zona de falla aislada en roca competente profundidad mayor a 50 m.		2,5	
G	Diaclasas abiertas y sueltas roca intensamente fracturada, en terrones, cualquier prof.		5	
Nota: i) Reducir estos valores de SRF por 25-50% si las zonas de fallas influyen pero no intersectan la excavacion.				
B) Rocas competentes, problemas tensionales en las rocas		σ_c/σ_1	σ_θ/σ_c	SRF
H	Tensiones bajas, poca profundidad, diaclasas abiertas	> 200	< 0.01	2,5
J	Tensiones moderadas, condiciones tensionales favorables	200 - 10	0.01 - 0.3	1
K	Tensiones elevadas, estructura muy compacta. Normalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales	10 - 5	0.3 - 0.4	0.5 - 2
L	Lajamiento moderado de la roca despues de 1 hora en rocas masivas	5 - 3	0.5 - 0.65	5 - 50
M	Lajamiento y estallido de la roca despues de pocos minutos en rocas masivas	3 - 2	0.65 - 1	50 - 200
N	Estallidos violentos de roca (deformacion explosiva) y deformaciones dinamicas inmediatas en rocas masivas	< 2	> 1	200 - 400
Nota: ii) Para campos insitu fuertemente anisotropico (si se ha medido): cuando $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, reducir σ_c en $0.75\sigma_c$, cuando $\sigma_1/\sigma_3 > 10$, reducir σ_c a $0.5\sigma_c$, donde σ_c =esfuerzo compresivo sin confirmar, σ_1 y σ_3 son los esfuerzos principales mayores y menores y σ_θ =esfuerzo tangencial maximo (estimado de la teoria de la elasticidad)				
iii) Existen algunos registros disponibles que señalan que la altura del techo de la excavacion a superficie es mejor que el ancho de la labor. Para estos caso se sugiere incrementar de 2.5 a 5 para estos casos (ver H).				
C) Rocas deformables: flujo plastico de roca incompetente a altas presiones litostaticas		σ_θ/σ_c	SRF	
O	Presion de deformacion suave	1 - 5	5 a 10	
P	Presion de deformacion intensa	> 5	10 a 20	
Nota: iv) Casos de deformaciones de roca pueden ocurrir para profundidades $H > 350 * Q^{(1/3)}$. La resistencia a la compresion de la masa rocosa puede ser estimada como $q = 7 * \gamma * Q^{(1/3)}$, donde γ =densidad de la roca (gm/cc)				
D) Rocas expansivas: Actividad expansiva quimica dependiendo de la presencia de agua				
R	Presion de expansion suave		5 - 10	
S	presion de expansion intensa		10 - 15	

g) Tipos de excavaciones y su valorización en ESR de Barton.

CATEGORIA DE EXCAVACIONES	DESCRIPCION	ESR
A	Excavaciones mineras temporales	3- 5
B	Aberturas mineras permanentes, túneles de agua para hidroeléctricas (excluyendo conductos forzados de alta presión), tuneles, galerías y sovavones para grandes excavaciones.	1.6
C	Cámaras de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles carreteros y ferrocarrileros menores, camaras de equilibrio, tuneles de acceso.	1.3
D	Casas de máquinas, túneles carreteros y ferrocarriles mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túnel.	1.0
E	Estaciones nucleoeeléctricas subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones para deportes y reuniones, fábricas.	0.80

h) Grafica de Barton para diseño de sostenimiento.



i) Grafica de Barton para diseño de sostenimiento.

