

**UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA
MARÍA**

**DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS
SANTIAGO – CHILE**



**“PLAN DE EXPLOTACION DE LA VETA
PUNTA DIAMANTE”**

RODRIGO OSVALDO MONROY AVILA

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

**PROFESOR GUÍA: SOLEDAD MAASS
PROFESOR CO-REFERENTE: ANA ROJAS – VICTOR ENCINA**

DICIEMBRE 2018

Agradecimientos

Agradecer primero que todo a mi madre, mi amor, mi familia y amigos de la infancia, por siempre creer en mí y nunca rendirse. Por darme el apoyo, esa palabra que siempre necesite, todo el amor que día a día llenan mi corazón y lo hacen más grande.

Al departamento de Ingeniería en Minas, por siempre estar dispuestos a enseñar y apoyar a sus alumnos, por ser humildes y priorizar el traspaso de conocimientos a las nuevas generaciones. A mis profesor guía y co-referentes por el apoyo brindado en este trabajo. A Leslie Pérez y Mónica Bustamante por todo el apoyo y cariño que me entregaron durante toda mi formación. Agradezco cada uno de los docentes por lo aprendido.

Finalmente, los más importantes, mis compañeros. Amigos informáticos y mineros, me enseñaron lo que era el trabajo en equipo, que cada uno juega un rol importante en un todo y con el equipo adecuado no hay nada que no se pueda logra, mis respetos y cariño infinito. Fuera del aula, a pesar de considerarme una persona tímida, conocí mucha gente linda, los DonaTropas, los sucios, los centros de estudiantes 2013, en fin cada uno de los que en mi paso universitario me hicieron crecer.

A todos ustedes, les agradezco infinitamente haber hecho de mi etapa universitaria, sin lugar a dudas, la mejor etapa de mi vida.

Dedicatoria

A mi madre Ivonne Ávila, por todo su amor, cariño, sacrificio, consejos, comprensión, apoyo y por sobre todo siempre creer en mí, incluso cuando yo no lo hacía.

A Alicia Ávila, por su cariño, enseñanzas, cuidado y darme hasta lo que no tenía.

Al amor de mi vida Paulina Garrido, por su amor incondicional, apoyo, tiempo, entendimiento y crecimiento mutuo.

A mis amigos, por las enseñanzas, alegrías, llantos, peleas y crecimiento que los años han dejado.

A la familia Ávila en general, por ser un refugio de amor incondicional de este servidor.

A Negrita en el cielo, por tantas noches de estudio juntos, nunca me dejaste solo.

A todos ellos, por ustedes soy la persona de hoy en día, para bien o para mal, esto es por y para ustedes.

Resumen

El presente trabajo tiene como finalidad proponer un método de explotación para una veta mineralizada perteneciente a la faena de TerraMina, ubicada en el pueblo de Larmahue en la comuna de Pichidegua, VI Región de Chile. Terramina en la actualidad extrae mineral de afloramientos superficiales y lo envían al punto más cercano de compra, por ello se desea realizar una metodología de explotación para realizar la extracción de la veta de mineral en la galería de “Punta Diamante”.

Se realiza la caracterización de yacimiento de “Punta diamante” a partir del mapeo de la galería, para ello se utilizó cuatro índices de caracterización RQD; RMR; MRMR; Q de Barton. De esto se determina que el cuerpo mineralizado corresponde a una veta de sulfuros de cobre con rumbo N28°E y manteo de 70°SE con 1 metro de potencia, 20 metros de largo y 46 metros de alto, la cual se encuentra contenida en una roca de caja andesítica de características de buena a regular, según los índices utilizados.

Se realiza una discusión entre los métodos de explotación para cuerpos subverticales, siendo el método más factible según las características del yacimiento de “Punta Diamante” el “*Shrinkage Stopping*” para el cual se presenta la disposición y dimensión de las obras necesarias para su implementación.

Para las galerías subterráneas necesarias se realiza un análisis de estabilidad y requerimientos de fortificación según la metodología gráfica propuesta por Barton, de lo que se obtiene que las galerías del nivel de explotación permanecerían estables sin necesidad de fortificación, pero se debe tener énfasis en la acuñadora de bloques libres que se pueden generar en la corona de la galería. Mientras que el caserón resultante permanecería estable hasta el final de la explotación según el gráfico de estabilidad de Mathews.

Finalmente se estima un plan de explotación de 135 días de operación para extraer todo el cuerpo mineralizado con una dilución del 20%. Este presenta costos totales de 37[MM\$], ingresos totales de 114[MM\$], generando un beneficio de 77[MM\$] para Terramina. Aumentando considerablemente las ventas de 100 tpm actuales a 322 tpm en la etapa de fragmentación y a 1210 tpm en la etapa del vaciado de caserón.

Abstract

The purpose of this report is to propose an exploitation method for a mineralized vein that belongs to TerraMina's work, located in the town of Larmahue, in Pichidegua district, VI region of Chile. Terramina is currently extracting superficial outcrop minerals and sending them to the nearest purchase point, therefore it is desirable to create an exploitation methodology to perform the extraction of the mineral vein in the "Punta Diamante" gallery.

A characterization of the "Punta Diamante" deposit is made from the mapping of the gallery. To do that, four characterization indices were used: RDQ; RMR; MRMR and Q Barton. This determined that the mineralized body corresponds to a copper sulfide vein with a course of N28°E and a slope of 70°SE with 1 meter of power, 20 meters long and 46 meters high, which is contained in a andesitic tuff box, with features from good to fair, according to the indices that were used.

There is a discussion between the methods of exploitation of subvertical bodies being "*Shrinkage Stopping*" the most feasible, according to the features of "Punta Diamante" deposit, for which we present the disposal and dimension of the necessary works for its implementation.

For the required subterranean galleries, a stability analysis was performed, and its fortification requirements, according to the graphic methodology proposed by Barton, from which we understand that the galleries at the exploitation level would stay stable without the need for fortification, but we must emphasize the block free stacker that can generate in the crown of the gallery. While the resulting open-slope would stay stable until the end of the exploitation, according to Matthew's stability chart.

Finally, a 135-day exploitation plan is estimated to extract all the mineralized body with a dilution of 20%. This presents a total cost of 37 [MM\$], a total income of 114 [MM\$], meaning a profit of 77 [MM\$] for TerraMina, drastically increasing the current sales from 100 tpm to 322 tpm in the fragmentation stage and to 1210 tpm in the open-slope emptying stage.

CONTENIDO

1. INTRODUCCIÓN.....	1
1.1 GENERAL.....	1
1.1.1 <i>Geología regional</i>	2
1.2 MOTIVACIÓN	3
1.3 OBJETIVOS.....	4
1.3.1 <i>Objetivos Generales</i>	4
1.3.2 <i>Objetivos Específicos</i>	4
1.4 ALCANCES	5
1.5 CONTENIDO	5
2. METODOLOGÍA	7
2.1 CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO.....	7
2.2 SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	9
2.3 DISEÑO DE OBRAS SUBTERRÁNEAS	9
2.4 ANÁLISIS DE ESTABILIDAD Y FORTIFICACIÓN DE OBRAS	10
2.5 PLAN DE PRODUCCIÓN	11
3. MARCO TEÓRICO	13
3.1 DEFINICIÓN MACIZO ROCOSO	14
3.1.1 <i>Propiedades mecánicas de los bloques.</i>	14
3.1.2 <i>Propiedades de las estructuras presentes</i>	14
3.1.3 <i>Interacción del conjunto de bloques.</i>	15
3.2 PROPIEDADES GEOMECÁNICAS DE LAS DISCONTINUIDADES.....	16
3.2.1 <i>Orientación</i>	16
3.2.2 <i>Espaciamiento</i>	16
3.2.3 <i>Persistencia</i>	17
3.2.4 <i>Rugosidad</i>	18
3.2.5 <i>Apertura</i>	20
3.2.6 <i>Relleno</i>	21
3.3 CARACTERIZACIÓN.....	22
3.3.1 <i>Rock Quality Designation (RQD)</i>	22
3.3.2 <i>Resistencia a la compresión uniaxial</i>	25
3.3.3 <i>Rock Mass Rating (RMR)</i>	27
3.3.4 <i>Mining Rock Mass Rating (MRMR)</i>	31
3.3.5 <i>Q Rock Tunneling Index</i>	48
3.3.6 <i>Geological Strength Index (GSI)</i>	64

3.3.7	Resumen índices de caracterización.....	73
3.4	MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN DE VETAS SUBVERTICALES.....	74
3.4.1	“Bench Stopping”.....	75
3.4.2	“Cut and fill”	80
3.4.3	“Shrinkage Stopping”	84
3.4.4	aplicación del metodo de explotacion	89
3.5	ESTABILIDAD Y FORTIFICACIÓN DE OBRAS SUBTERRÁNEAS.....	91
3.5.1	Estabilidad de Galerías	93
3.5.2	Estabilidad de Caserón.	97
4.	DESARROLLO.....	116
4.1	CARACTERIZACIÓN GEOTÉCNICA DEL MACIZO ROCOSO.....	116
4.1.1	Geología local	119
4.1.2	Cuerpo mineralizado	121
4.1.3	Geología del cuerpo mineralizado	123
4.1.4	Dominios geotécnicos.....	124
4.1.5	Clasificación del macizo por dominio	126
4.2	SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	148
4.2.1	Análisis cualitativo de los metodos de explotacion	149
4.2.2	ANÁLISIS CUANTITATIVO DE LOS METODOS DE EXPLOTACION	153
4.2.3	Selección.....	158
4.3	DISEÑO DE OBRAS SUBTERRANEAS	159
4.3.1	Disposición general de obras subterraneas	159
4.3.2	Manejo de materiales	162
4.3.3	Criterios de diseño.....	163
4.3.4	Dimensionamiento de obras subterráneas	167
4.4	ANÁLISIS DE ESTABILIDAD Y FORTIFICACIÓN DE OBRAS	169
4.4.1	Estabilidad y fortificación de galerías.....	169
4.4.2	Estabilidad de Caserones	178
4.5	PLAN DE PRODUCCIÓN	192
4.5.1	Preparación de obras subterráneas	194
4.5.2	Fragmentación del cuerpo mineralizado.....	197
4.5.3	Vaciado del caserón	199
4.5.4	Estimacion de beneficios	200
5.	ANÁLISIS DE RESULTADOS.....	203
5.1	CARACTERIZACIÓN GEOTECNICA DEL MACIZO ROCOSO.....	203
5.2	SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACION	205

5.3	DISEÑO DE OBRAS SUBTERRANEAS	206
5.4	ANALISIS DE ESTABILIDAD Y FORTIFICACION DE OBRAS SUBTERRANEAS	207
5.5	PLAN DE PRODUCCION.....	207
6.	CONCLUSIONES.....	209
7.	BIBLIOGRAFÍA.....	211
8.	ANEXOS	213

Índice de Figura

Ilustración 1: Polígono de pertenencia Terramina. Puntos de exploración presentes en la pertenecía.....	1
Ilustración 2: Geología regional Terramina.....	3
Ilustración 3: Diagrama de flujo de las tareas a realizar según la metodología de estudio planteada. Se presentan los principales input de cada una de las tareas y los output esperados.	12
Ilustración 4: Esquemas del orden de investigación y del marco teórico.....	13
Ilustración 5: Esquematización del macizo rocoso. Bloques formados a partir de las discontinuidades presentes.	14
Ilustración 6: Parámetros considerado por la ISRM para caracterizar las discontinuidades presentes en el macizo rocoso (Hudson & Harrison, 1997).	15
Ilustración 7: Definición de dip dirección (alpha) y dip (phi)(Brady & Brown, 1971).	16
Ilustración 8: Ejemplo de persistencia para diferentes familias de discontinuidades (Brady & Brown, 1971).....	18
Ilustración 9: Diferencia en la escala de rugosidad de las discontinuidades(Brady & Brown, 1971).....	19
Ilustración 10: Típicos perfiles de rugosidad de las discontinuidades del macizo rocoso según la clasificación propuesta por ISRM (Brady & Brown, 1971).	20
Ilustración 11: Esquema de una discontinuidad cerrada y abierta (Brady & Brown, 1971).21	
Ilustración 12: Esquema discontinuidad abierta y rellena (Brady & Brown, 1971).....	21
Ilustración 13: Relación entre RQD y promedio de espaciamiento de las discontinuidades (Priest & Hudson, 1976).....	23
Ilustración 14: sistema de carga para ensaño de compresión uniaxial en laboratorio.	26
Ilustración 15: Determinación de IRS promedio para macizos rocosos que contiene roca débil y fuerte (Laubscher, 1990).....	33
Ilustración 16: Ajuste de IRS según frecuencia de fractura (Laubscher, 1990).	34
Ilustración 17: Índice por tipo de relleno de las discontinuidades (Laubscher, 1990).	35
Ilustración 18: Puntaje según RBS del macizo rocoso (Laubscher, 1990).....	35
Ilustración 19: Ponderación por espaciamiento de estructuras (JS), MRMR (Laubscher, 1990).....	37

Ilustración 20: Factor de ajuste del espaciamiento de discontinuidades (JS) por relleno, MRMR (Laubscher, 1990).	37
Ilustración 21: evaluación del espaciamiento de discontinuidades (Taylor) (Laubscher, 1990).	38
Ilustración 22: Rating según frecuencia de fractura por metro (Laubscher, 1990).	40
Ilustración 23: Diagrama de espaciamiento de discontinuidades (Laubscher, 1990).	40
Ilustración 24: Perfiles de rugosidad. Parámetro B de ponderación para JC (Laubscher, 1990).	42
Ilustración 25: Perfiles de rugosidad para determinar Jr, Q Barton (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).	53
Ilustración 26: Discontinuidades con y sin contacto dependiendo del grosor del relleno (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).	54
Ilustración 27: Esquema de una zona de debilidad y su influencia en la roca continua (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).	62
Ilustración 28: Esquema de varias zonas de debilidad y su influencia en la roca continua (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).	62
Ilustración 29: Esquema de un valle alto con altos niveles de estrés anisotrópico (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).	63
Ilustración 30: Esquema de técnica “ <i>Bench</i> ” con relleno continuo (Villaescusa & Kuganathan, 1998).	76
Ilustración 31: Esquema “ <i>Bench</i> ” con relleno hidráulico y recuperación de pilar (Villaescusa & Kuganathan, 1998).	76
Ilustración 32: “ <i>Bench</i> ” con pilares permanentes y relleno (Villaescusa & Kuganathan, 1998).	77
Ilustración 33: “ <i>Bench</i> ” por método de avoca (Villaescusa & Kuganathan, 1998).	77
Ilustración 34: Parámetros que influyen el diseño del “ <i>Bench Stopping</i> ” (Villaescusa & Kuganathan, 1998).	78
Ilustración 35: Esquema del manejo de materiales en “ <i>Bench Stopping</i> ”.	79
Ilustración 36: Esquema de tronadura horizontal con jumbos.	81
Ilustración 37: Secuencia de extracción por niveles según metodología “ <i>Cut and Fill</i> ”.	81

Ilustración 38: Disposición general de obras subterráneas del método “ <i>Cut and Fill</i> ” (Ortiz, C. Julian. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, 2011).	82
Ilustración 39: Esquema del manejo de mineral en “ <i>Cut and Fill</i> ”.	83
Ilustración 40: Imagen explicativa de la metodología de extracción por “ <i>Shrinkage Stopping</i> ”(Ortiz, C. Julian. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, 2011).	85
Ilustración 41: Modelos de “ <i>Shrinkage Stopping</i> ” tradicional (Ortiz, C. Julian. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, 2011).	86
Ilustración 42: Modelo de “ <i>Shrinkage</i> ” con galerías de explotación (Ortiz, C. Julian. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, 2011).	86
Ilustración 43: Esquema del manejo de material en la metodología de “ <i>Shrinkage Stopping</i> ”.	88
Ilustración 44: Gráfico de fortificación de Barton. Fortificación permanente recomendada en base al valor de Q y la dimensión equivalente de la excavación (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).	96
Ilustración 45: Comparación Radio Hidráulico vs Factor de radio.	98
Ilustración 46: Ejemplo dimensionamiento del caserón.	99
Ilustración 47: Gráfico de estabilidad de Mathews original (Mathews, Hoek, Wyllie, & Stewart, 1981).	100
Ilustración 48: Gráfico de estabilidad modificado, (Potvin, 1988).	101
Ilustración 49: Modificación para los factores A, B y C propuesta por Potvin (Potvin, 1988).	102
Ilustración 50: Gráfico de estabilidad, frontera propuesta por Nickson (Nickson, 1992).	103
Ilustración 51: Gráfico de estabilidad Hadjigeorgiou (Hadjigeorgiou, Leclaire, & Potvin, 1995).	103
Ilustración 52: Gráfico de estabilidad Stewart and Forsyth (Stewart & Forsyth , 1995).	104
Ilustración 53: Gráfico de estabilidad, Suorineni (1998).	105
Ilustración 54: Gráfico de estabilidad, Mawdesley (Mawdesley, 2002).	106
Ilustración 55: Gráfico de estabilidad con líneas isoprobables "estable" (Mawdesley, 2002).	107

Ilustración 56: Gráfico de estabilidad con líneas isoprobables "falla" (Mawdesley, 2002).	107
Ilustración 57: Gráfico de estabilidad con líneas isoprobables "falla mayor" (Mawdesley, 2002).	108
Ilustración 58: Determinación del factor de esfuerzos.	109
Ilustración 59: Curvas para estimar esfuerzos inducidos en paredes traseras y laterales, (Stewart & Forsyth , 1995).	110
Ilustración 60: Curvas para estimar los esfuerzos inducidos en la pared colgante, (Stewart & Forsyth , 1995).	110
Ilustración 61: Factor de Ajuste B, se toma en cuenta la orientación de las discontinuidades con respecto a la superficie de la excavación (Potvin, 1988)	111
Ilustración 62: Factor de ajuste B, según Mathews (Mathews, Hoek, Wyllie, & Stewart, 1981).	112
Ilustración 63: Factor C para caídas por gravedad (Potvin, 1988)	113
Ilustración 64: Factor C para deslizamiento (Potvin, 1988)	113
Ilustración 65: Factor C para deslizamiento (Mathews, Hoek, Wyllie, & Stewart, 1981).	114
Ilustración 66: Gráfico de hundibilidad de Laubscher (Laubscher, 1994).	115
Ilustración 67: Disposición de las galerías de exploración dentro de la pertenencia de Terramina (<i>Google Earth</i>).	117
Ilustración 68: Altimetría general de la pertenencia de Terramina. P1 “Zarzamora”, P2 “Aterrada” y P3 “Punta Diamante”.	118
Ilustración 69: Vista en planta de las galerías de exploración de “Zarzamora”, “Aterrada” y “Punta Diamante”, de izquierda a derecha respectivamente.	119
Ilustración 70 : Geología regional sector Cerro el guanaco, cuadrante inferior izquierdo (Geología del area de Rancagua – San Vicente TT, VI Region. Escala 1:100.000) .	120
Ilustración 71: Izquierda, trazado y curva de nivel sobre la galería de exploración de punta diamante. Derecha, falla y curva de nivel sobre el rumbo de la falla en la cual se observa la veta. El P3 representa la entrada a la galería de exploración de “Punta Diamante”.	122
Ilustración 72: Muestra de la brecha polimetálica de sulfuros masivos en la galería de "Punta Diamante".	123
Ilustración 73: muestra de las vetas de Anhidrita en la galería de "Punta Diamante".	124

Ilustración 74: Imagen en planta de la galería de exploración de “Punta Diamante”. Se nombran los dominios en estudio.	125
Ilustración 75: Gráfico de densidad de polos de las familias de discontinuidades presentes en la galería de exploración de "Punta Diamante".	146
Ilustración 76: Imagen en planta de la galería de exploración de “Punta Diamante”. Color azul dominio critico según índice RMR. Color verde dominios críticos según índice MRMR. Color rojo dominio critico según índice Q de Barton.	148
Ilustración 77: Esquema de explotación según método "Bench Stopping"	154
Ilustración 78: Esquema de explotación según método "Cut and Fill".	156
Ilustración 79: Esquema de explotación según método "Shrinkage Stopping"	157
Ilustración 80: Imagen en planta del nivel de producción y de las obras que en él se emplazan.	160
Ilustración 81: Esquema tridimensional de la disposición general de obras subterráneas para la explotación por "Shrinkage Stopping".	160
Ilustración 82: Imagen en corte de la disposición de obras.	161
Ilustración 83: Secuencia de explotación según metodología " <i>Shrinkage Stopping</i> ". En la primera imagen se ve al equipo de perforación, luego el material se acumula en el interior del caserón y posteriormente es retirado por los equipos de carga.	162
Ilustración 84: Perforadora manual YT27 y barras integrales.	164
Ilustración 85: Equipo de cargador.	166
Ilustración 86: Camión de transporte de 25 Ton.	167
Ilustración 87: Dimensionamiento de obras subterráneas.	167
Ilustración 88: Intersección grafica para determinar fortificación según el gráfico propuesto por Barton. Ratio=1.56 Q=4.16.	170
Ilustración 89: Dimensionamiento del caserón resultante de la extracción del cuerpo mineralizado. Se nombran cada una de las murallas a analizar.	178
Ilustración 90: Rango de estabilidad del techo del caserón resultante según el gráfico de estabilidad original de Mathews (Mathews, Hoek, Wyllie, & Stewart, 1981).	180
Ilustración 91: Rango de estabilidad del techo del caserón resultante según el gráfico de estabilidad de Mathews modificado por Potvin (Potvin, 1988).	181

Ilustración 92: Rango de estabilidad de la pared lateral del caserón resultante según el gráfico de estabilidad original de Mathews (Mathews, Hoek, Wyllie, & Stewart, 1981).	183
Ilustración 93: Rango de estabilidad la pared colgante del caserón resultante según el gráfico de estabilidad de Mathews modificado por Potvin (Potvin, 1988).	184
Ilustración 94: Rango de estabilidad de la pared colgante del caserón resultante según el gráfico de estabilidad original de Mathews (Mathews, Hoek, Wyllie, & Stewart, 1981)..	185
Ilustración 95: Rango de estabilidad de la pared colgante del caserón resultante según el gráfico de estabilidad de Mathews modificado por Potvin (Potvin, 1988).	186
Ilustración 96: Rango de estabilidad de la pared colgante en la galería de explotación del caserón resultante según el gráfico de estabilidad de Mathews original (izquierda) y modificado por Potvin (derecha).	187
Ilustración 97: intersección del MRMR con el RH en el gráfico de hundibilidad de Laubscher (Laubscher, 1994).	189
Ilustración 98: Intersección del gráfico de fortificación de Barton para el caserón resultante. ESR para excavación minera permanente.	190
Ilustración 99: Intersección del gráfico de fortificación de Barton para el caserón resultante. ESR para excavación minera temporal.	191
Ilustración 100: Gráfico comparativo entre costos acumulados e ingresos acumulados en el periodo de producción.	201
Ilustración 101: disposición de la Falla-Veta de punta diamante, además de la Falla-Veta en los dominios "A" y "C"	204
Ilustración 102: Altimetría sobre la Falla-Veta principal de la galería de "Punta Diamante", entre las dos Falla-Veta que limitan el cuerpo mineralizado.	204
Ilustración 103: Esquema 3D de la veta de "Punta Diamante". A la derecha la zona Sur, a la izquierda la zona Norte.	205

Índice de Tablas

Tabla 1: Clasificación de espaciamiento de discontinuidades, IRSM (Brady & Brown, 1971).	17
Tabla 2: Clasificación de la persistencia de las discontinuidades, ISRM (Brady & Brown, 1971).	18
Tabla 3: Clasificación de la rugosidad de las discontinuidades, ISRM (Brady & Brown, 1971).	19
Tabla 4: Clasificación geotécnica según RQD (Deere, 1964).	23
Tabla 5: Dureza de roca según martillo geológico ISRM 1981 (Vallejo et al., 2002).	26
Tabla 6: Clasificación de RMR Bieniawski. Ponderación de los diferentes parámetros a considerar (Bieniawski, 1976).	28
Tabla 7: Ponderación para RMR según condición de las discontinuidades (Bieniawski, 1976).	29
Tabla 8: Clasificación de RMR Bieniawski. Ajuste por orientación de discontinuidades (B). Clasificación del macizo según RMR (C) (Bieniawski, 1976).	29
Tabla 9: Clasificación de RMR Bieniawski. Efectos de la orientación de las estructuras en el macizo rocoso (Bieniawski, 1976).	30
Tabla 10: Clasificación del macizo según ponderación RMR (Bieniawski, 1976).	30
Tabla 11: Características según clase de macizo RMR (Bieniawski, 1976).	30
Tabla 12: Clasificación del macizo según MRMR. Ratings según los parámetros considerados (Laubscher, 1990).	31
Tabla 13: Consideración por condición de las discontinuidades (Laubscher, 1990).	32
Tabla 14: Factores para determinar frecuencia de fractura promedio (Laubscher, 1990).	39
Tabla 15: Factor por el cual la frecuencia de fractura deber ser multiplicado (Laubscher, 1990).	41
Tabla 16: Comparación métodos determinar ponderación por el espaciamiento de las discontinuidades (Laubscher, 1990).	41
Tabla 17: Ajustes del MRMR por meteorización del macizo (Laubscher, 1990).	43
Tabla 18: Ajuste MRMR por orientación de las discontinuidades (Laubscher, 1990).	44
Tabla 19: Porcentaje de ajuste por orientación de familias que definen cuñas en la base de la pared (Laubscher, 1990).	45

Tabla 20: Ajustes MRMR por tronadura (Laubscher, 1990).....	46
Tabla 21: Resumen de ajustes MRMR y ponderación por parámetro (Laubscher, 1990). ..	47
Tabla 22: Clasificación del macizo rocoso según el índice Q de Barton (Barton, Lien, & Lunde, 1974).....	49
Tabla 23: Valores de RQD según Jv (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).....	51
Tabla 24: valores para el Jn, Q Barton (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).....	51
Tabla 25: Índice de rugosidad según características de las paredes de la discontinuidad, Q Barton (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).....	53
Tabla 26: Valores de Ja, Q Barton (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).....	56
Tabla 27: Valores para el factor de reducción por agua Jw, Q Barton (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).....	58
Tabla 28: Clasificación SRF para macizo rocoso, Q Barton (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).....	60
Tabla 29: Estimación GSI para macizos rocosos heterogéneos (Marinos, Marinos, & Hoek, 2005).....	65
Tabla 30: Estimación de GSI a partir de las observaciones geológicas (Marinos et al., 2005).	66
Tabla 31: Proyección sugerida para la información de observaciones en afloramientos a profundidad (Marinos et al., 2005).....	69
Tabla 32: Ajuste GSI por presencia de agua (Marinos et al., 2005).....	71
Tabla 33: Resumen de los índices de caracterización del macizo rocoso.	74
Tabla 34: Comparación de ventajas y desventajas del método " <i>Bench Stopping</i> ".....	80
Tabla 35: Comparación de ventajas y desventajas del método " <i>Cut and Fill</i> ".	84
Tabla 36: Comparación de ventajas y desventajas del método " <i>Shrinkage Stopping</i> ".	89
Tabla 37: Comparación entre los métodos de explotación de cuerpo mineralizados verticales.	90
Tabla 38: Valores ESR en funcion del fin de la excavacion realizada (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).....	94
Tabla 39: Ajustes del valor de Q para fortificación de paredes.....	97
Tabla 40: Coordenadas puntos de interés Faena Terramina.	117
Tabla 41: descripción de las fallas observadas en las galerías de exploración.....	119

Tabla 42: dimensiones del cuerpo mineralizado.	123
Tabla 43: Dominios galería de exploración “Punta Diamante”.	124
Tabla 44: Clasificación R y principales familias de discontinuidades por dominio geotécnico.	126
Tabla 45: Red estereográfica dominio estructural "Entrada", Terramina 2018.....	127
Tabla 46: RQD dominio "Entrada".	128
Tabla 47: Puntajes para determinar índice RMR dominio "Entrada".	128
Tabla 48: Puntajes para determinar índice MRMR dominio "Entrada".	129
Tabla 49: Puntajes para determinar índice Q dominio "Entrada".....	129
Tabla 50: Red estereográfica dominio estructural "A", Terramina 2018.	130
Tabla 51: RQD dominio "A".	131
Tabla 52: Puntajes para determinar índice RMR dominio "A".	131
Tabla 53: Puntajes para determinar índice MRMR dominio "A".	132
Tabla 54: Puntajes para determinar índice Q dominio "A".	132
Tabla 55: Red estereográfica dominio estructural "Pozo", Terramina 2018.	133
Tabla 56: RQD dominio "Pozo".	134
Tabla 57: Puntajes para determinar índice RMR dominio "Pozo".	134
Tabla 58: Puntajes para determinar índice MRMR dominio "Pozo".	135
Tabla 59: Puntajes para determinar índice Q dominio "Pozo".	135
Tabla 60: Red estereográfica dominio estructural "B", Terramina 2018.	136
Tabla 61: RQD dominio "B".	136
Tabla 62: Puntajes para determinar índice RMR dominio "B".	137
Tabla 63: Puntajes para determinar índice MRMR dominio "B".	138
Tabla 64: Puntajes para determinar índice Q dominio "B".	138
Tabla 65: Red estereográfica dominio estructural "Falla", Terramina 2018.	139
Tabla 66: RQD dominio "Falla".	140
Tabla 67: Puntajes para determinar índice RMR dominio "Falla".	140
Tabla 68: Puntajes para determinar índice MRMR dominio "Falla".	141
Tabla 69: Puntajes para determinar índice Q dominio "Falla".	141
Tabla 70: Red estereográfica dominio estructural "C", Terramina 2018.	142
Tabla 71: RQD dominio "C".	143

Tabla 72: Puntajes para determinar índice RMR dominio "C".	143
Tabla 73: Puntajes para determinar índice MRMR dominio "C".	144
Tabla 74: Puntajes para determinar índice Q dominio "C".	144
Tabla 75: Clasificación R y resumen de familias de discontinuidades por dominio. Se resalta en color las familias que se repiten en varios sectores de la galería.	145
Tabla 76: Caracterización de los dominios según los distintos índices.	147
Tabla 77: Cuadro resumen de aplicabilidad de los métodos de explotación considerados para la veta de "Punta Diamante".	152
Tabla 78: Tabla resumen del análisis cuantitativo de la selección del método de explotación.	157
Tabla 79: Dimensionamiento de las obras subterráneas.	161
Tabla 80: Especificaciones técnicas perforadora manual YT27.	164
Tabla 81: Ejemplo de compra de orden autorizada.	165
Tabla 82: Especificaciones técnicas mini cargador.	166
Tabla 83: resumen del dimensionamiento de las obras subterráneas para la implementación del " <i>Shrinkage Stopping</i> ".	169
Tabla 84: Esquema de intersección de las discontinuidades presentes en el dominio "Entrada" con la sección de galería.	172
Tabla 85: Esquema de intersección de las discontinuidades presentes en el dominio "A" con la sección de galería.	173
Tabla 86: Esquema de intersección de las discontinuidades presentes en el dominio "Pozo" con la sección de galería.	174
Tabla 87: Esquema de intersección de las discontinuidades presentes en el dominio "B" con la sección de galería.	175
Tabla 88: Esquema de intersección de las discontinuidades presentes en el dominio "Falla" con la sección de galería.	176
Tabla 89: Esquema de intersección de las discontinuidades presentes en el dominio "C" con la sección de galería.	177
Tabla 90: Índice de Barton modificado Q' por dominio.	179
Tabla 91: Radio hidráulico y número de estabilidad para el techo del caserón resultante, metodología grafica de Mathews original.	180

Tabla 92: Radio hidráulico y número de estabilidad para el techo del caserón resultante, metodología propuesta por Potvin.....	181
Tabla 93: Radio hidráulico y número de estabilidad para la pared lateral del caserón resultante, metodología grafica de Mathews original.....	182
Tabla 94: Radio hidráulico y número de estabilidad para la pared lateral del caserón resultante, metodología propuesta por Potvin.	183
Tabla 95: Radio hidráulico y número de estabilidad para la pared colgante del caserón resultante, metodología grafica de Mathews original.....	185
Tabla 96: Radio hidráulico y número de estabilidad para la pared colgante del caserón resultante, metodología propuesta por Potvin.	186
Tabla 97: Resumen del análisis de estabilidad de cada una de las murallas que conforman el caserón resultante.	188
Tabla 98: Índice MRMR por dominio. Subrayado el MRMR crítico.	189
Tabla 99: Detalle de costos de mano de obra.	193
Tabla 100: Detalle de costos de la perforación.....	193
Tabla 101: Detalle de costos de la tronadura.....	193
Tabla 102: detalle costos de carguío.....	194
Tabla 103: Detalle costos de transporte.....	194
Tabla 104: Detalle de costos construcción galería de acceso principal.....	195
Tabla 105: Detalle de costos para construcción de estocadas del nivel de producción.....	196
Tabla 106: Detalle de costos para la construcción de la chimenea de acceso y ventilación.	197
Tabla 107: Detalle de costos en la fragmentación del cuerpo.	198
Tabla 108: Detalles de las ventas de mineral esperadas en la etapa de fragmentación.	198
Tabla 109: Detalle de costos en la etapa de vaciado de caserón.	199
Tabla 110: detalles de ingresos en la etapa de vaciado de caserón.	199
Tabla 111: Detalle de costos e ingreso total de la explotación del cuerpo mineralizado por etapas.	200
Tabla 112: Información de las fallas - vetas en la galería de "Punta Diamante".	204
Tabla 114: Resumen Ingreso-Costos del plan de producción.	208

1. INTRODUCCIÓN

1.1 GENERAL

La faena minera Terramina de la Sociedad Explotadora de Recursos Mineros Terramina Ltda. se encuentra localizado en El Cerro el Huanaco en la población 1° de Mayo, en la comuna de Pichidehua, provincia Cachapoal en la VI Región de Chile. Esta cuenta con infraestructuras de exploración y de explotación dentro de sus pertenencias. En la actualidad la explotación de mineral se realiza de afloramientos superficiales, donde se encuentran minerales de cobre y oro principalmente, adicionalmente dentro de las pertenencias de Terramina se encuentran tres galerías de exploración; “Zarzamora”, “Aterrada” y “Punta Diamante”, representados por los puntos P1, P2 y P3 respectivamente en la siguiente ilustración:

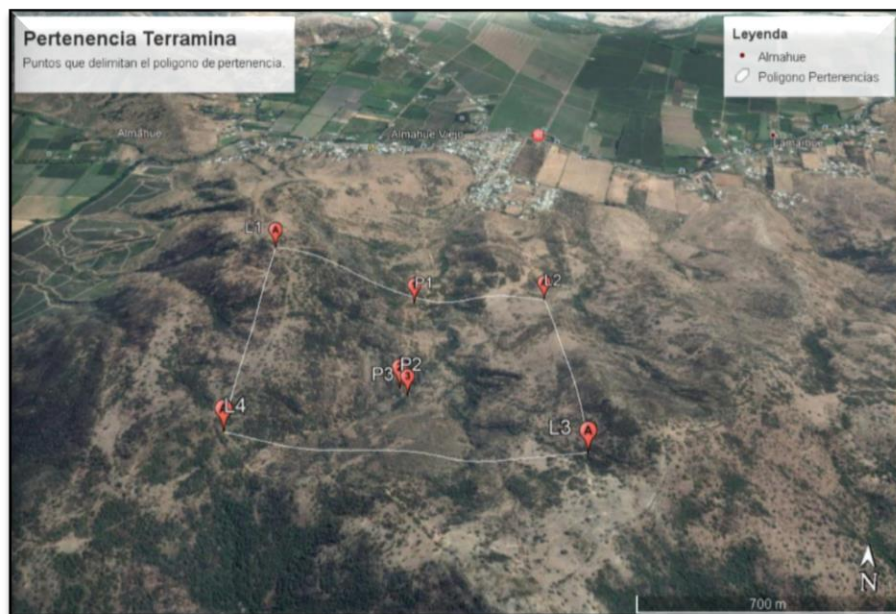


Ilustración 1: Polígono de pertenencia Terramina. Puntos de exploración presentes en la pertenecia.

Los estudios del terreno y los realizados por geografía revelan que la zona mineralizada se presenta en forma de un conjunto de vetas, las cuales son actualmente explotadas en cotas superficiales mediante el avance de galerías paralelas al rumbo de la veta. De este modo la perforación y tronadura realizada para generar el avance de la galería constituye la producción de mineral para ser comercializado a las oficinas de compra y venta de Enami más cercana, Chancón, quedando mineral en los puntos de explotación donde es posible observar parte de la veta en las paredes y techo de las galerías.

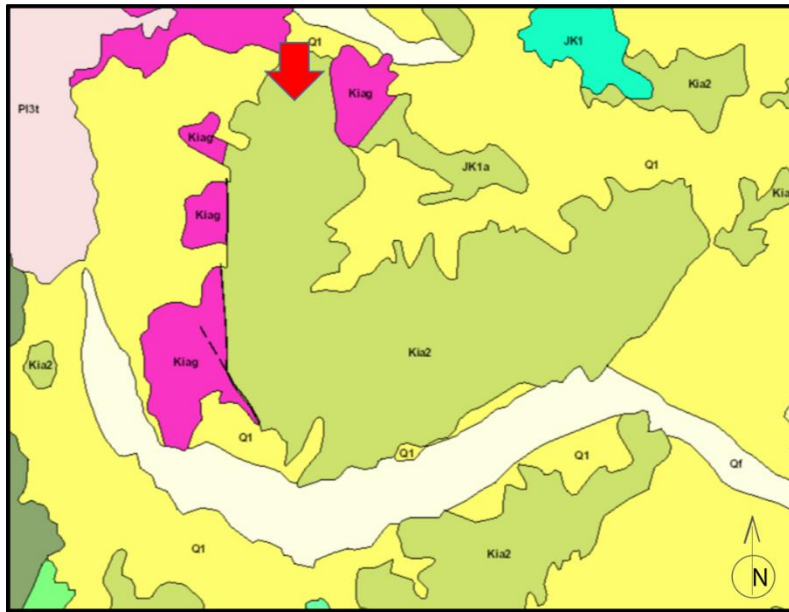
De las observaciones en terrenos, geología estima que la mina tendrá una vida de diez años en base a la estimación de mineral de las vetas presentes en la pertenencia, con una producción aproximada de 600 toneladas de mineral por mes. Ya que la zona mineralizada se encuentra en forma de familias de vetas es necesario implementar una metodología de extracción adecuada a las características del cuerpo mineralizado y la roca de caja contenedora, minimizando los costos y tiempos implementados en la extracción de cada una de las vetas. Además es necesario garantizar el correcto mantenimiento de las obras subterráneas necesarias durante todo el periodo que tome la explotación. En particular este trabajo se enfoca en determinar una metodología de explotación factible y proponer un plan de producción para extraer la veta presente en la galería de exploración de “Punta Diamante”, pero se espera que dicha metodología se pueda reflejar en la explotación de las vetas presentes en las otras galerías de explotación.

La Sociedad Explotadora de Recursos Mineros Terramina Ltda cuenta en la actualidad en su faena Terramina, primer semestre 2018, con tres galerías de exploración en las cuales es posible observar afloramientos de roca mineralizada. En base a la orientación que presenta la o las vetas en cada uno de las galerías se busca determinar si los afloramientos corresponden a una sola veta o se trata de una familia de vetas en la zona.

1.1.1 GEOLOGÍA REGIONAL

El entorno geológico en que se encuentra la faena de Terramina se caracteriza por la presencia de rocas sedimentarias, volcánicas y piroclásticas con edades desde el jurásico hasta el holoceno. En la Ilustración 2 se puede observar una imagen del mapa geológico del visor de mapas del Geoportal de Chile de la VI Región, en escala 1:1000000. En ella con una flecha roja se resalta la ubicación de la entrada a la galería de exploración de “Punta Diamante” en el cerro “El Huanaco”.

Según la información del mismo medio en la zona que se encuentra la galería de “Punta Diamante” las rocas son principalmente secuencias sedimentarias y volcánicas de edades del cretácico inferior al cretácico.



Jurásico	JK1: Areniscas, lutita, caliza, conglomerado.
Cretácico	Kia2 : Sedimentario volcánico, piroclástico, andesita, basalto. K1ag : Diorita, manzodiorita, granodiorita.
Pleistoceno	PI3 : Volcánico piroclástico, riolita.
Holoceno	Q1: Depósito aluvial, depósito glacifluvial, depósito deltaico. Qf: Grava, arena, limo.

Ilustración 2: Geología regional Terramina.

1.2 MOTIVACIÓN

Actualmente la explotación se realiza de afloramientos superficiales y mediante el avance de galerías a través del rumbo de las vetas, sin disponer de un método de explotación diseñado acorde a las características del cuerpo mineralizado y roca de caja. Además no se ha realizado un estudio de las características geotécnicas del macizo rocoso para estimar la estabilidad de las labores. Es por ello que es necesario caracterizar el macizo rocoso presente en la galería de “Punta Diamante” y en base a dichas características determinar un método de explotación factible en terreno y realizar un análisis de la

estabilidad de las labores necesarias. De este modo garantizar la seguridad de la explotación, del personal y los equipos que circulan en ella.

Dado que los afloramientos superficiales de mineral cada vez son más escasos dentro de la pertenencia es necesario planificar la explotación de las vetas presentes dentro de las galerías de exploración de Terramina. Es por ello que la principal motivación del estudio es aplicar la ingeniería en la explotación de estas vetas, con el fin aumentar la producción y rentabilidad de Terramina mediante la implementación de un método de explotación factible según las características del terreno y propias del cuerpo mineralizado.

El presente estudio se centra en la implementación de un método de explotación factible para ser aplicado en la extracción de la veta presente en la galería de “Punta diamante” pero cabe destacar que los cuerpo mineralizados en las otras galerías de exploración corresponden a vetas subverticales por lo cual el método de explotación a proponer servirá de referencia para realizar la explotación de estas, donde hay que tener las consideraciones que es necesario realizar la caracterización geomecánicas de cada una de ellas.

1.3 OBJETIVOS

1.3.1 OBJETIVOS GENERALES

- Proponer un método de explotación para la veta de “Punta Diamante” que permita la extracción de mineral considerando las características propias del cuerpo mineralizado.
- Estimar un plan de producción según la metodología de extracción propuesta, considerando los equipos y personal que tiene la faena de Terramina.

1.3.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Caracterizar el macizo rocoso en que se encuentra la veta de “Punta Diamante”.
- Estimar las dimensiones del cuerpo mineralizado.
- Determinar la metodología de extracción que más se acomode a las características de la veta de “Punta Diamante”.
- Realizar el diseño de las obras subterráneas necesarias para la explotación según el método de explotación seleccionado.
- Recomendar fortificación y realizar el análisis de estabilidad para las obras subterráneas necesarias en la explotación.

- Proponer un plan de producción para la veta en la galería de exploración “Punta Diamante”.
- Análisis económico del plan de producción propuesto.

1.4 ALCANCES

- El presente estudio considera el levantamiento de la información geotécnica mediante mapeos de reconocimiento de la galería de exploración de “Punta Diamante”, durante mayo del 2018 e información bibliográfica.
- El dimensionamiento del cuerpo mineralizado se estima a partir de las observaciones realizadas en terreno durante el Primer Semestre 2018.
- La selección del método de explotación se realizara mediante un análisis cualitativo y cuantitativo de los métodos de explotación aplicables a cuerpos mineralizados subverticales.
- Los tiempos del plan de producción son estimados a partir de los tiempos que tiene cada una de las labores observadas en terreno entre Enero y Marzo del 2018.
- El análisis de económico del plan de producción se realiza en base a las dimensiones estimadas del cuerpo mineralizado y tomando algunas consideraciones de costos que son nombradas oportunamente.

1.5 CONTENIDO

Capítulo 1 “Introducción”: Introducción al tema de memoria, se presentan el lugar y las condiciones de trabajo actuales de la faena minera de Terramina, además se describen los objetivos generales y específicos, alcances y la motivación de la realización del estudio.

Capítulo 2 “Metodología”: Se describe la metodología de trabajo y sus principales etapas, con la cual se espera cumplir con los objetivos del estudio.

Capítulo 3 “Marco Teórico”: Se define el estado del arte para la caracterización del macizo rocoso mediante diferentes índices de calidad y análisis de estabilidad de obras subterráneas, específicamente para la fortificación de galerías y estabilidad de caserones. Además se describe cada uno de los métodos de explotación considerados para la extracción de la veta de “Punta Diamante”.

Capítulo 4 “Desarrollo”: Se presenta el desarrollo del tema según la metodología propuesta. Se caracteriza el macizo de “Punta Diamante”, en base a dichas características se selecciona un método de explotación en base al cual se realiza el diseño de las obras subterráneas necesaria, considerando un análisis de estabilidad de obras según los gráficos de estabilidad de Mathews y de hundibilida de

Laubscher, además se recomienda la fortificación de las obras según el gráfico de fortificación de Barton. Se realiza una discusión cuantitativa y cualitativa de los métodos de explotación aplicable a cuerpos subverticales y se presenta el plan de producción para la extracción del cuerpo mineralizado a través del método de explotación seleccionado, considerando tiempos de explotación en base a lo observado en terreno. Además se presenta un análisis económico, en base a costos, ingresos y beneficios que presenta del plan de producción propuesto, desglosado en las diferentes etapas que este conlleva

Capítulo 5 “Análisis de resultados”: Se realiza un análisis de los resultados obtenidos a través de la metodología de trabajo propuesta, considerando como estos afectan la explotación del cuerpo y la economía de la extracción.

Capítulo 6 “Conclusiones”: Conclusiones finales de la memoria y recomendaciones para trabajos futuros dentro de la faena Terramina.

Capítulo 7 “Referencias”: Se presentan las principales referencias utilizadas en la realización del estudio.

Capítulo 8 “Anexos”: Se presentan tablas y metodologías de cálculo para el desarrollo del estudio.

2. METODOLOGÍA

Esta sección del documento pretende explicar la metodología que se toma en el desarrollo y redacción del presente documento para cumplir con los objetivos generales y específicos planteados anteriormente. La metodología consiste en una serie de actividades que se deben realizar, las cuales se pueden dividir en cinco etapas de desarrollo:

- Caracterización geotécnica del macizo rocoso
- Selección del método de explotación
- Diseño de obras subterráneas
- Análisis de estabilidad y fortificación de obras
- Plan de producción

2.1 CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

Primero que todo es necesario caracterizar el macizo rocoso presente en la galería de “Punta Diamante” y dimensionar el cuerpo mineralizado presente para determinar el comportamiento que este presenta frente a la actividad minera y la construcción de las obras subterráneas. Para ello existen una serie de índices que cuantifican las principales características del macizo y entregan un puntaje que determina el comportamiento del macizo completo. En el presente trabajo se consideran cuatro índices para realizar la caracterización, RQD; RMR; MRMR; Q Barton.

Para poder determinar los puntajes de cada uno de los índices antes mencionados, es necesario realizar una toma de datos directamente en la galería de exploración de “Punta Diamante”, procedimiento denominado Mapeo de galerías. Para realizar esto la galería se subdivide en dominios geotécnicos, que corresponden a zonas de similar estructura y orientación, dentro de los cuales la galería tiene rumbo, litología y familias de discontinuidades regulares en toda la zona.

La información para realizar la categorización del macizo será recopilada mediante el mapeo de la galería teniendo en cuenta la siguiente estructura:

Información de muestreo: información general relevante de locación del dominio, distancia de muestreo y la cantidad de familias de discontinuidades presentes, la presencia de agua y el grado de meteorización que se observa en el dominio.

- **RQD (Rock Quality Designation):** en base al número de discontinuidades presentes en el dominio se determinar el fracturamiento por metro (ff/m), utilizado como input en la Ecuación 2 para obtener el valor de la clasificación por RQD.
- **RMR (Rock Mass Rating):** se asigna puntaje a cada uno de los parámetros para determinar el RMR, según la metodología presentada en el apartado 3.3.3. El puntaje asignado a cada uno de los parámetros se puede observar en la Tabla 6, además se realiza una corrección por la orientación de las discontinuidades según las Tabla 9 y Tabla 8. Con ello es posible obtener una clasificación RMR según la ponderación del dominio en la Tabla 10.
- **MRMR (Mining Rock Mass Rating):** se asigna el puntaje correspondiente a cada uno de los parámetros para determinar el MRMR según la metodología planteada en el apartado 3.3.4. Los puntajes a asignar se observan en la Tabla 12, además se realizan correcciones por el grado de meteorización (Tabla 17), orientación de las discontinuidades (Tabla 18), la calidad de tronadura realizada (Tabla 20) y los esfuerzos inducidos a la galería. Cabe destacar que las galerías fueron realizadas en su totalidad por tronadura convencional y estas se encuentran a escasos metros de la superficie (menos de 50 metros) por lo cual el efecto de los esfuerzos inducidos es mínimo. Finalmente se obtiene una caracterización del macizo rocoso del dominio a partir de la ponderación obtenida según la Tabla 12.
- **Q Rock Tunneling Index:** La clasificación del macizo según el índice Q queda determinado por la Ecuación 7, para determinar el valor de cada uno de los parámetros se utiliza la metodología propuesta en el apartado 3.3.5. El RQD queda determinado por la Ecuación 2, el número de discontinuidades (J_n) queda determinado por la Tabla 24, la rugosidad de la discontinuidad (J_r) según la Tabla 25, la alteración de las discontinuidades según la Tabla 26, el factor por agua (J_w) determinado según la presencia de agua en la Tabla 27 y el factor de reducción por estrés descrito por la Tabla 28. De esta forma el macizo rocoso puede ser clasificado según su valor de Q a partir de la Tabla 22.

Se espera determinar la calidad del macizo rocoso en base a los diferentes índices de caracterización y las dimensiones del cuerpo mineralizado presente en la galería de “Punta Diamante”. De este modo es posible estimar la respuesta que el macizo tendrá frente a la actividad minera y la construcción de las obras subterráneas necesarias, pudiendo determinar las zonas en que se encuentran rocas de mejor calidad y las zonas de debilidad dentro de la galería.

2.2 SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

El método de explotación debe ser aplicable según las características que presenta del macizo rocoso, es por ello que realizada la caracterización del macizo se realiza una discusión entre las distintas metodologías de explotación de cuerpos subverticales consideradas para la extracción.

El método de explotación a utilizar debe ser factible y lo más seguro posible, teniendo en consideración las características propias de la roca de caja y mineralizada de la galería de “Punta Diamante”, además los equipos y el personal con que cuenta la faena. Para ello se realiza una revisión de las metodologías consideradas y se analiza su aplicabilidad en las condiciones de terreno, para ello la discusión para la selección del método se divide en tres etapas:

- **Resumen de métodos de explotación a considerar:** se presentan las principales características de los métodos de explotación para cuerpos subverticales considerados en el marco teórico, realizando una descripción breve de la metodología, tipo de roca mineralizada y de caja en la cual se puede aplicar, las obras subterráneas necesarias para su implementación y las principales ventajas y desventajas de cada metodología.
- **Análisis cualitativo de los métodos de explotación considerados:** Se realiza un análisis de las metodologías consideradas según su aplicabilidad en la veta de “Punta Diamante”. Se discute como las metodologías se comportan frente a la geometría del yacimiento, aspectos geotécnicos y geomecánicos del macizo, aspectos económicos, de seguridad y medioambiente.
- **Análisis cuantitativo de los métodos de explotación considerados:** para cada uno de los métodos de explotación considerados se determinan las obras subterráneas necesarias para su implementación y se estima la recuperación y dilución que se espera obtener el material extraído.

En base a los análisis realizados se determina el método de explotación que más se acomoda a las características del yacimiento presente en “Punta Diamante” y las condiciones de trabajo de la faena de Terramina. De este modo determinar las obras subterráneas necesarias para la explotación según el método seleccionado.

2.3 DISEÑO DE OBRAS SUBTERRÁNEAS

Para la correcta implementación del método de explotación seleccionado es necesaria la construcción de las obras subterráneas requeridas. Para determinar la correcta locación y dimensionamiento de las obras se utiliza la siguiente metodología:

- **Disposición general de obras subterráneas:** Se presenta en esquema general de las obras subterráneas a construir para realizar la explotación según el método seleccionado. Se presenta la vista en planta y en corte de la locación de las obras con referencia a la galería de exploración de “Punta Diamante” y una vista general del plan final.
- **Manejo de materiales:** Se detalla de qué modo se realiza el manejo del material, tanto mineral como lastre, dentro de faena para realizar la extracción según el método de explotación seleccionado.
- **Criterios de diseño:** se presentan los principales criterios a tener en consideración, en base a los cuales se realizara el dimensionamiento de las obras subterráneas.
- **Dimensionamiento de obras:** se detalla el dimensionamiento de cada una de las obras subterráneas a realizar en base a los criterios de diseño.

Se espera determinar las dimensiones y locación de cada una de las obras subterráneas necesarias para la implementación del método de explotación seleccionado, teniendo en cuenta las dimensiones de los equipos de perforación, carguío y ventilación que se disponen dentro de ellas, además del personal que circula dentro de estas.

2.4 ANÁLISIS DE ESTABILIDAD Y FORTIFICACIÓN DE OBRAS

Para promover una extracción segura es necesario estudiar la estabilidad y los requerimientos de fortificación de las obras subterráneas a construir. En base al dimensionamiento realizado anteriormente de dichas obras se realiza un análisis de la estabilidad y fortificación necesaria de estas para lo cual se divide el análisis en dos parte:

- **Estabilidad y fortificación de galerías:** se realiza un análisis de estabilidad y requerimientos de fortificación de las galerías según la metodología grafica propuesta por Barton (Ilustración 44) en base al índice de caracterización del macizo Q de Barton y el dimensionamiento de cada una de las galerías.
- **Estabilidad de Caserones:** se realiza un análisis de estabilidad del caserón resultante de la extracción del cuerpo mineralizado. Esto se realiza según la metodología del gráfico de estabilidad propuesta por Mathews. Complementariamente se realiza el análisis de estabilidad mediante el grafico de hundibilidad de Laubscher.

Se espera obtener el análisis de estabilidad y/o los requerimientos de fortificación de cada una de las obras subterráneas a realizar para realizar la explotación según el método de explotación seleccionado.

Quedan determinado los requerimientos de fortificación de las galerías emplazadas en la mina y la estabilidad de los caserones a realizar.

2.5 PLAN DE PRODUCCIÓN

En base a al método de explotación seleccionado se realiza un plan de producción, teniendo en consideración los equipos y personal con que cuenta la faena de Terramina, además de los tiempos que toma realizar los procesos de perforación, tronadura y carguío del material tronado a los puntos de acopio de mineral o de estéril correspondientemente. El plan de producción se divide en cuatro partes principalmente, tres enfocadas a los tiempos, costos y organización de los trabajos, y una última de análisis de costos y tiempo que toman las tres etapas anteriores, para dar paso a un mejor análisis de los resultados. Estas se pueden identificar como:

- **Preparación de obras subterráneas:** Se identifican los costos y tiempos empleados en la construcción de las obras subterráneas necesarias para comenzar la explotación del cuerpo mineralizado.
- **Fragmentación del cuerpo mineralizado:** Se identifican los costos, ingresos y tiempos empleados en comenzar con la fragmentación y recuperación parcial del cuerpo mineralizado.
- **Vaciado del caserón:** se identifican los costos, ingresos y tiempos empleados en vaciar el caserón resultante con el material fragmentado dentro.
- **Consideraciones generales:** Se identifican las consideraciones tomadas en la planificación de la explotación. Se presenta una tabla resumen de costos y tiempos empleados en las etapas anteriores para facilitar un análisis de los resultados obtenidos, además se identifican los porcentajes de recuperación y dilución que la explotación presenta.

El objetivo es organizar los procesos que se deben realizar y determinar el tiempo que toma extraer el cuerpo mineralizado presente en la galería de “Punta Diamante”, según el método de explotación seleccionado. Con esto determinar los costos que tienen la explotación y los ingresos que se obtiene de esta por venta de mineral. De esta forma es posible determinar los beneficios que entrega la explotación en el periodo de tiempo que tome esta.

La metodología descrita puede ser resumida en el diagrama presente en la Ilustración 3 donde se presentan los principales input de cada una de las tareas a realizar y los principales resultados esperados de cada una de ellas. De este modo es posible ordenar de mejor manera el estudio realizado y dar un seguimiento a cada una de las tareas realizadas.



Ilustración 3: Diagrama de flujo de las tareas a realizar según la metodología de estudio planteada. Se presentan los principales input de cada una de las tareas y los output esperados.

3. MARCO TEÓRICO

En el siguiente apartado se presenta la teoría detrás del estudio a realizar, para cumplir con los objetivos es necesario realizar las tareas asignadas en la metodología. Para ello es necesario a cabalidad la información necesaria en cada una de las tareas, para ello en este apartado se realiza la investigación de los principales tópicos a utilizar durante el estudio.

En la Ilustración 4 es posible observar un diagrama de flujo del orden que se le dará a la investigación de los tópicos necesarios y en especial a la redacción de este capítulo. Este guarda relación con los contenidos necesarios para realizar las tareas descritas en el apartado metodología.

Macizo Rocoso

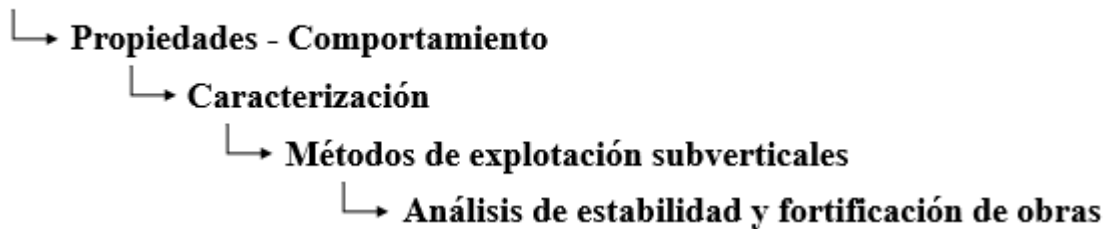


Ilustración 4: Esquemas del orden de investigación y del marco teórico.

En primea instancia se definirá lo que es el macizo rocoso, sus componentes y principales características, luego se definirán las propiedades que este tiene y cómo estás controlan el comportamiento que este presenta frente a la actividad minera o a los esfuerzo inducidos.

En base a las características principales del macizo rocoso, en especial de sus componentes, existen diferentes índices de caracterización los cuales cuantifican cada una de las características y como estas influyen en el comportamiento del macizo por completo. Se estudiaran índices de caracterización más ocupados en la industria y como estos realizan la caracterización del yacimiento.

Para realizar la selección del mejor método de explotación, el cual sea realmente factible según las características del yacimiento es necesario considerar todos los posibles métodos de explotación de cuerpos subverticales, por lo cual se realizara una revisión bibliográfica de estos y en qué características de yacimientos son aplicables de mejor manera, para fomentar la discusión y selección del mejor método de explotación.

Por otro lado para realizar la explotación es necesaria la construcción de obras subterráneas, definidas por la metodología de explotación a utilizar, donde es de vital importancia que las labores permanezcan segura por el tiempo que tome la explotación, es por ello que se describirá la forma en que se realizan

los análisis de estabilidad y de requerimientos de fortificación para las galerías y caserones, siendo estas las construcciones más frecuentemente utilizadas en la explotación.

3.1 DEFINICIÓN MACIZO ROCOSO

Se define “Macizo rocoso” a un volumen de roca que se encuentra total o parcialmente interceptados por estructuras geológicas. Estas estructuras definen numeroso bloques que en su conjunto conforman el macizo rocoso (Karzulovic, 2001).

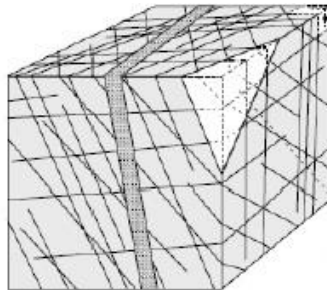


Ilustración 5: Esquematización del macizo rocoso. Bloques formados a partir de las discontinuidades presentes.

De este modo es posible señalar que el macizo rocoso está conformado por un conjunto de bloques, lo cuales corresponderían a lo que se denomina roca intacta. La geometría y distribución granulométrica de los bloques es estrictamente definida por las estructuras geológicas presentes y pareciera evidente que el comportamiento que el conjunto denominado macizo rocoso presenta depende directamente de tres factores:

3.1.1 PROPIEDADES MECÁNICAS DE LOS BLOQUES.

Las propiedades mecánicas de la roca que compone los bloques, denominado roca intacta es un factor a considerar para poder entender el comportamiento del macizo rocoso, donde el comportamiento será similar al de la roca intacta para los bloques de menor tamaño y menos competentes que los bloques de mayor tamaño.

3.1.2 PROPIEDADES DE LAS ESTRUCTURAS PRESENTES

Las características de las estructuras que se presentan en el macizo rocoso, las cuales generalmente son de menor competencia que la roca intacta. Son especialmente relevantes cuando estas estructuras definen la cinemática de una eventual falla o ruptura presente en el macizo rocoso y cuando predomina el fracturamiento.

Para describir una discontinuidad en el macizo rocoso la International Society of Rock Mechanics (ISRM) (Hudson & Harrison, 1997) considera 10 parámetros.

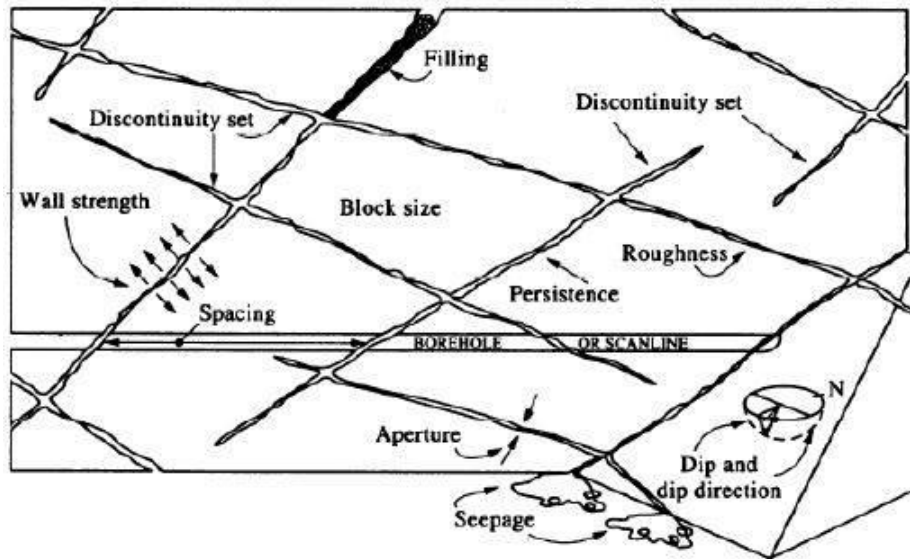


Ilustración 6: Parámetros considerado por la ISRM para caracterizar las discontinuidades presentes en el macizo rocoso (Hudson & Harrison, 1997).

- | | |
|--------------------------------|---|
| ▪ Familias de discontinuidades | ▪ Tamaño de bloque |
| ▪ Resistencia de la pared | ▪ Persistencia |
| ▪ Espaciamiento | ▪ Rugosidad |
| ▪ Filtración | ▪ Apertura |
| ▪ <i>Dip</i> (inclinación) | ▪ <i>Dip direction</i> (dirección de inclinación) |

Para poder realizar dicha caracterización se realizan loggeo de sondajes y/o mapeos en terreno de las paredes del macizo, donde es importante definir los dominios estructurales o familias de discontinuidades dominantes presentes en el macizo rocoso y definir las unidades geológicas presentes dentro del cuerpo.

3.1.3 INTERACCIÓN DEL CONJUNTO DE BLOQUES.

Finalmente lo que define el comportamiento mecánico del macizo rocoso es el comportamiento que presenta el conjunto de bloques y estructuras presentes, el cual básicamente depende del grado de trabazón de los bloques. Esta característica queda definida por la geometría del conjunto de bloques y las condiciones del contacto entre los bloques adyacentes.

Es decir la información más relevante para determinar el comportamiento del macizo rocoso es básicamente definir el número de familias de discontinuidades presentes, definir la orientación de cada una de las familias presentes y las características de las discontinuidades, pues mientras más tenaz sea el material que forma la discontinuidades de mayor manera se dificulta el movimiento de los bloques, mientras que si el material es más deformable sea dicho material, los bloques se mueven de manera más fácil (Karzulovic, 2001).

3.2 PROPIEDADES GEOMECÁNICAS DE LAS DISCONTINUIDADES

Como fue mencionado con anterioridad, las discontinuidades o estructuras geológicas presentes en el macizo rocoso presentan características, las cuales definen de gran manera el comportamiento geomecánico del conjunto. En esta sección se nombrará y discutirán las características más importantes a considerar para el correcto diseño de obras subterráneas en roca.

3.2.1 ORIENTACIÓN

Corresponde una relación con la disposición que tiene la discontinuidad en el espacio, se describe mediante el **dip** o máxima inclinación de la discontinuidad en la superficie partiendo desde un plano horizontal y por el **dip direction** o azimuth de la línea medido en sentido horario respecto al norte.

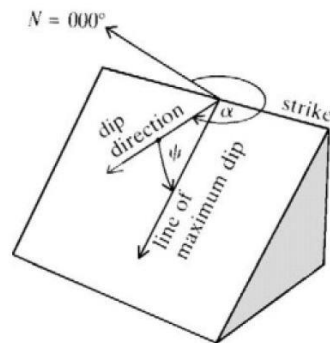


Ilustración 7: Definición de dip dirección (alpha) y dip (phi)(Brady & Brown, 1971).

Para los fines de la mecánica de rocas, es habitual citar datos de la orientación en forma de dip direction (tres dígitos) y dip (dos dígitos). La orientación de las discontinuidades relativas a las caras de las excavaciones tiene un efecto dominante sobre la potencial inestabilidad debido a la caída de bloques producto de deslizamiento.

3.2.2 ESPACIAMIENTO

Este parámetro es la distancia perpendicular que existe entre dos estructuras adyacentes, generalmente se expresa como un promedio de espaciamiento para cada una de las familias de discontinuidades

presentes. El espaciamiento entre las estructuras define el tamaño de los bloques de roca intacta entre las discontinuidades, de esta manera los mecanismos de deformación y falla son afectados de manera directa por el espaciamiento de las estructuras. Además propiedades como excavabilidad, fragmentación y la permeabilidad también varían según el espaciamiento presente.

El espaciamiento de las discontinuidades es un factor utilizado en la mayoría de los métodos de clasificación del macizo rocoso, en la siguiente tabla se presenta la terminología utilizada por la “*International Society of Rock Mechanincs*” (ISRM).

Tabla 1: Clasificación de espaciamiento de discontinuidades, IRSM (Brady & Brown, 1971).

Descripción	Espaciamiento [mm]
Extremadamente cerrado	<20
Muy cerrado	20-60
Cerrado	60-200
Moderado	200-600
Amplio	600-2000
Muy amplio	2000-6000
Extremadamente amplio	>6000

3.2.3 PERSISTENCIA

Es un término utilizado para describir la extensión o el tamaño del área que ocupa una discontinuidad en un plano. Esta se puede estimar visualmente las trazas de las discontinuidades en las superficies que se encuentra expuestas.

Es uno de los parámetros del macizo rocoso más importantes pero a su vez uno de los más difíciles de determinar, en la Ilustración 8 se muestra una serie de dibujos de planos simples y diagramas de bloques utilizados para indicar la persistencia de varios conjuntos de discontinuidades del macizo rocoso.

Claramente la persistencia de las discontinuidades tendrá una influencia en la resistencia al cizalle, el cual se realiza en el plano de la discontinuidad y en las características de la fragmentación, excavabilidad y permeabilidad del macizo rocoso.

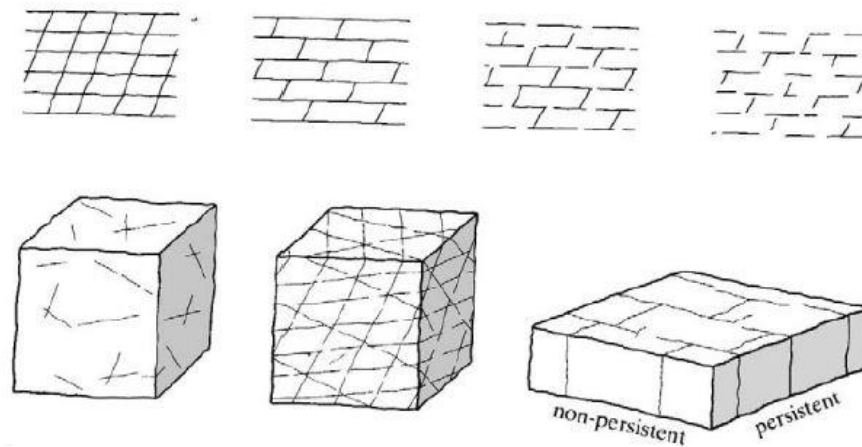


Ilustración 8: Ejemplo de persistencia para diferentes familias de discontinuidades (Brady & Brown, 1971).

Luego la ISRM utiliza las longitudes más comunes para cada conjunto de discontinuidades para clasificar la persistencia según la siguiente tabla:

Tabla 2: Clasificación de la persistencia de las discontinuidades, ISRM (Brady & Brown, 1971).

Descripción	Largo del trazo [m]
Persistencia muy baja	<1
Persistencia baja	1-3
Persistencia media	3-10
Persistencia alta	10-20
Persistencia muy alta	20

3.2.4 RUGOSIDAD

Describe una medida de la irregularidad de la superficie inherente y ondulación que presenta la discontinuidad en relación a su plano medio. La rugosidad de la pared de la discontinuidad tiene una gran influencia en la resistencia al corte que esta presenta, especialmente en el caso de características no desplazadas o interconectadas. La importancia de la rugosidad disminuye al aumentar la apertura, el grosor del relleno o el desplazamiento de corte previo.

Cuando las propiedades de las discontinuidades se registran a partir de observaciones de testigos de perforación o en las zonas de exposición es posible distinguir entre las irregularidades superficiales a pequeña escala y las irregularidades a gran escala u ondulación de la superficie. Los tipos de rugosidad se pueden cuantificar en una escala arbitraria, donde los términos descriptivos pueden usarse particularmente en las etapas preliminares de mapeo.

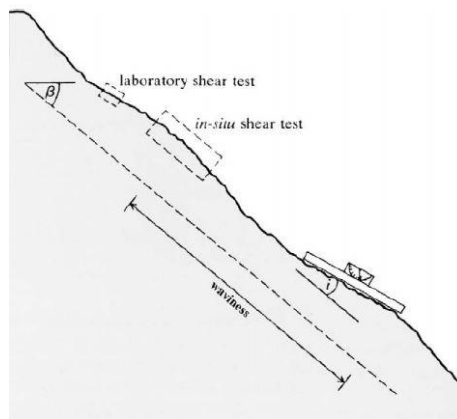


Ilustración 9: Diferencia en la escala de rugosidad de las discontinuidades(Brady & Brown, 1971).

La ISRM sugiere describir la rugosidad de las discontinuidades del macizo rocoso a partir de la siguiente tabla:

Tabla 3: Clasificación de la rugosidad de las discontinuidades, ISRM(Brady & Brown, 1971).

Clase	Descripción
I	Rugosa o irregular, escalonada.
II	Suave, escalonada.
III	Resbaladizo, escalonada.
IV	Rugosa o irregular, ondulado
V	Suave, ondulado.
VI	Resbaladizo, ondulado.
VII	Rugosa o irregular, plano.
VIII	Suave, plano.
IX	Resbaladizo, plano.

Los diferentes perfiles de rugosidad correspondientes a cada una de las clases propuestas anteriormente se pueden observar en la Ilustración 10.

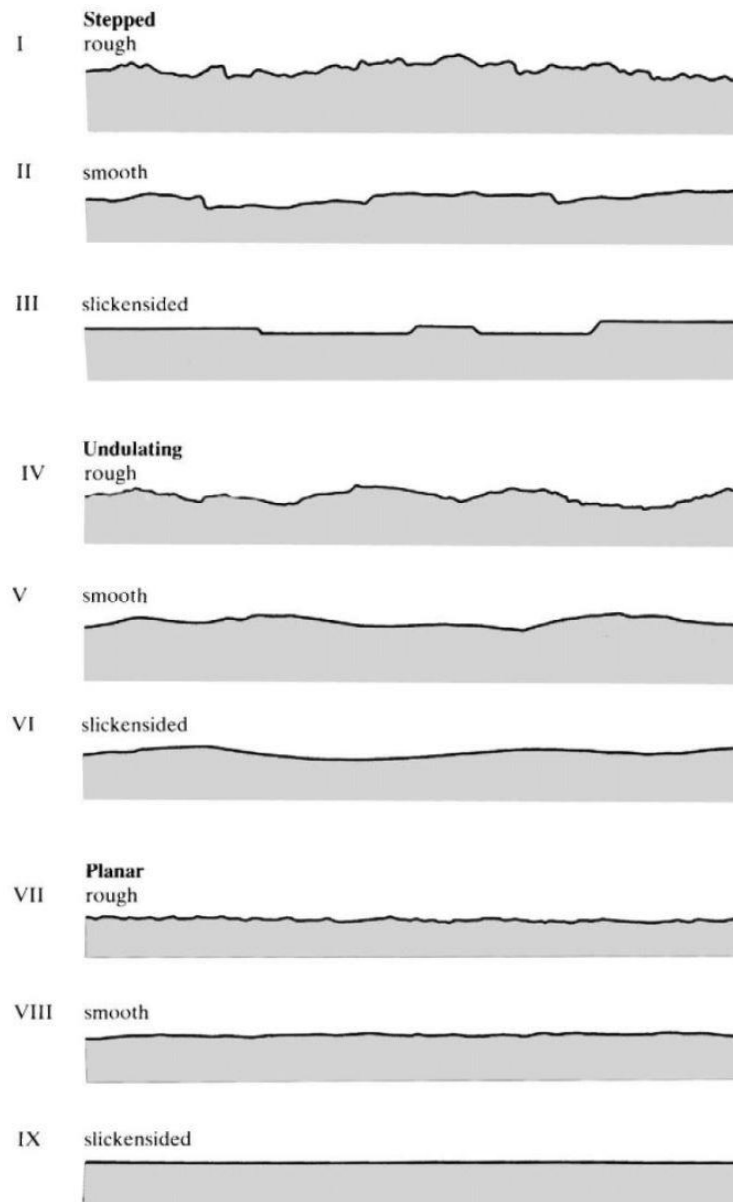


Ilustración 10: Típicos perfiles de rugosidad de las discontinuidades del macizo rocoso según la clasificación propuesta por ISRM (Brady & Brown, 1971).

3.2.5 APERTURA

Se define como la distancia perpendicular que separa dos murallas de rocas adyacentes de una discontinuidad abierta, donde el espacio intermedio es ocupado por agua o aire. La apertura de las discontinuidades se puede distinguir de aquellas rellenas, donde es posible observar aberturas de gran tamaño generadas por el desplazamiento por cizallamiento de discontinuidades que tienen una rugosidad apreciable.

En la mayoría de los casos del macizo rocoso subsuperficial las aberturas que se presentan son pequeñas, probablemente menos de medio milímetro. Claramente la apertura y su variación de área influirán en la resistencia al corte que presenta la discontinuidad y en la permeabilidad o conductividad hidráulica del macizo.

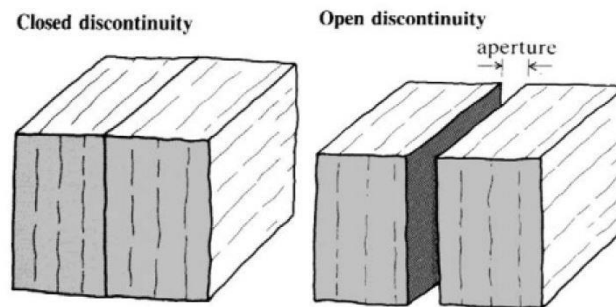


Ilustración 11: Esquema de una discontinuidad cerrada y abierta (Brady & Brown, 1971).

3.2.6 RELLENO

En algunos casos las aperturas son rellenas por un material, el cual llena el espacio entre las paredes adyacentes de las discontinuidades. Estos materiales pueden ser calcita, clorita, arcilla, limo, cuarzo, pirita entre otros.

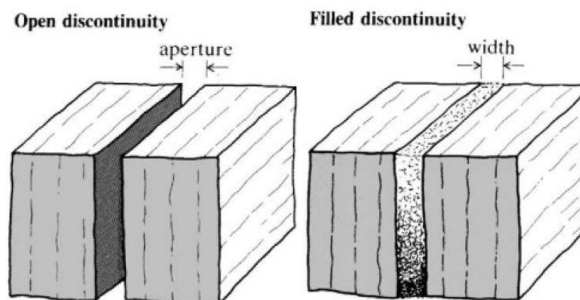


Ilustración 12: Esquema discontinuidad abierta y rellena (Brady & Brown, 1971).

Los materiales de relleno tendrán una gran influencia en la resistencia al corte que presenten las discontinuidades. Con excepción de aquellos rellenos con materiales fuertes como calcita, cuarzo y pirita las discontinuidades rellenas generalmente tendrán menores resistencias al corte que las discontinuidades limpias y cerradas. El comportamiento de las discontinuidades rellenas dependerá de la amplia gama de propiedades geomecánicas de los materiales de relleno. Alguno de los parámetros más importantes a considerar son:

- Mineralogía del material de relleno. Identificar minerales de baja fricción.
- Clasificación o tamaño de partícula.

- Contenido de agua y permeabilidad.
- Desplazamiento de cizallamiento previo.
- Rugosidad de la pared.
- Ancho de llenado.
- Fractura, aplastamiento o alteración química de la roca de pared.

3.3 CARACTERIZACIÓN

A continuación se definen los principales métodos para caracterizar el macizo rocoso y de esta manera poder comprender el comportamiento mecánico que este presenta. Como fue descrito con anterioridad el comportamiento que este presenta queda principalmente definido por las estructuras presentes, es por ello que los diferentes autores toman diversas consideraciones respecto a las estructuras presentes en la definición de su metodología.

3.3.1 ROCK QUALITY DESIGNATION (RQD)

En RQD es un concepto introducido por Deere entre los años 1964 y 1968 en el que se pretende cuantificar el espaciamiento entre discontinuidades. Es posible definir el RQD como el porcentaje de un testigo de perforación in situ del macizo rocoso intacto de al menos más de dos veces el diámetro del testigo de perforación (Deere, 1964).

Este parámetro se determina a partir de testigos de sondajes de 54,7 milímetros de diámetro, siendo un parámetro direccional, es decir, juega un rol importante la orientación del sondaje, donde las fracturas producto de la perforación y posterior manejo del testigo deben ser ignoradas. De este modo el RQD queda definido por la siguiente expresión (Deere, 1964):

$$RQD = \frac{\sum \text{Largo de piezas mayores a 10 cm}}{\text{Largo total del testigo}} * 100\% \quad \text{Ecuación 1}$$

Donde finalmente en base al valor obtenido es posible clasificar la calidad geotécnica del macizo según la siguiente tabla:

Tabla 4: Clasificación geotécnica según RQD (Deere, 1964).

RQD	Calidad Geotécnica
<25%	Muy pobre
25-50%	Pobre
50-75%	Regular
75-90%	Buena
90-100%	Excelente

Por otra parte, Priest & Hudson (1976) encontraron que se puede realizar una estimación del RQD para discontinuidades presentes en el testigo de perforación a través de la siguiente ecuación, donde el parámetro de entrada corresponde a la frecuencia de fractura promedio del testigo de macizo.

$$RQD(\lambda) = 100e^{0,1\lambda}(0,1\lambda + 1) \quad \text{Ecuación 2}$$

Para medias de frecuencias de fractura promedio entre 6 y 16 la ecuación del RQD propuesta se comporta linealmente, según la relación:

$$RQD(\lambda) = -3.68\lambda + 11.4 \quad \text{Ecuación 3}$$

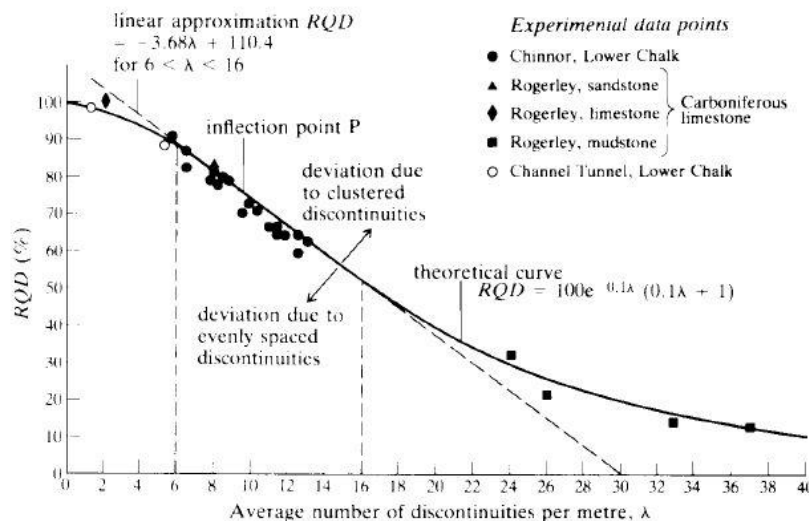


Ilustración 13: Relación entre RQD y promedio de espaciamiento de las discontinuidades (Priest & Hudson, 1976).

La Ilustración 13 muestra la relación obtenida por Priest & Hudson (Priest & Hudson, 1976) entre los valores medidos de RQD y frecuencia de fractura promedio, además se muestran los valores

determinados a través de las Ecuación 2 y Ecuación 3, representados por la línea curva continua y la línea recta intermitente respectivamente. Sin embargo se debe tener en cuenta que el RQD determinado a partir del testigo de perforación puede ser un predictor poco confiable de la frecuencia de discontinuidades presentes, pues:

- Depende de la experiencia de la persona encargada para discriminar entre las fracturas naturales y las que se formaron producto de la perforación, voladura y manipulación de los testigos.
- Puede ser influenciada por la resistencia del material rocoso a perforar.
- Una buena recuperación del testigo de perforación depende de la práctica de perforación utilizada.
- El índice RQD no es una buena medida para clasificar la calidad geotécnica del macizo rocoso, pues si este contiene un conjunto de discontinuidades espaciado uniformemente a 0,1 o 5 metros en ambos casos el RQD será 100%.
- En una masa rocosa anisotropía, el RQD se verá influenciado por la orientación en que es realizada la perforación.

RQD en excavaciones subterráneas de explotación

Como se determinó anteriormente en la definición original del RQD solo se deben considerar las articulaciones naturales para su determinación. Todos los tipos de fracturas, a pesar de su origen, pueden influir en la estabilidad de la obra subterránea. Las fracturas generadas por efecto de la tronadura generalmente ocurren solo en una zona de hasta dos metros desde la periferia de la excavación y por lo tanto pueden ser menos importantes para la estabilidad general que las diaclasas (fracturas) naturales penetrantes. Es por ello que estas discontinuidades artificiales no se deben tomar en cuenta al momento de evaluar el RQD, sin embargo, pueden ser importante para la estabilidad de bloques individuales (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).

RQD en rocas foliadas

En algunos casos hay incertidumbre que se deben considerar en las discontinuidades, será a menudo en el caso de macizos fuertemente foliados con esquistosidad bien desarrollada, donde una superficie esquistosa representa una debilidad de la roca y no necesariamente una fractura primaria natural. En la superficie el esquistos a menudo se divide en escamas delgadas debido a la intemperie mientras que a algunos metros bajo la superficie se puede presentar de forma masiva.

De este modo las rocas esquistosas y foliadas pueden tener valores altos de RQD. Los testigos de perforación de esquistos pueden comportarse de la misma manera, poco después de realizada la

perforación solo se pueden ver algunas discontinuidades y el valor del RQD puede ser 100, luego de secar durante algunas semanas los testigos pueden contar con solo discos delgados y el valor del RQD puede ser cero. En tales casos es difícil decidir qué valor del RQD, por lo cual se debe tener presente este tipo de incertidumbre a la hora de evaluar el diseño del soporte (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).

En rocas con una foliación o esquistosidad fuertemente desarrollada a menudo es útil observar la roca que se están sacando de la excavación, el tamaño de los bloques volados dará una buena indicación del valor de RQD. En muchos casos las rocas esquistosas aparentes dan bloques de tamaño considerable cuando son tronadas.

RQD en rocas blandas

Para rocas blandas el RQD puede ser difícil de definir y por lo tanto es importante considerar la relación del RQD con otros parámetros como el SRF y J_n . Algunas rocas blandas pueden presentar pocas discontinuidades y por definición un valor alto de RQD, sin embargo, en material no cohesivo débilmente consolidado o fuertemente meteorizado el valor del RQD debe estipularse como 10. En materiales cohesivos y blandos como la arcilla el valor del RQD también debe ser 10 ya que el material actúa como una zona de debilidad en comparación con la roca circundante (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).

RQD con discontinuidades rellenas

Las discontinuidades con rellenos minerales, pueden causar incertidumbre en el cálculo del RQD, ya que la fuerza de los minerales de relleno de la discontinuidad es vital. Minerales como clorito, mica y arcilla suelen dar a lugar a enlaces débiles entre las paredes de las discontinuidades, mientras que la epidota, feldespato y el cuarzo no necesariamente significa un debilitamiento de la masa rocosa. De este modo para rocas competentes las discontinuidades formaran una superficie débil pero en rocas débiles puede existir una situación opuesta. Una prueba simple es golpear la roca con un martillo y buscar donde ocurren los descansos (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).

3.3.2 RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL

Una de las características las importantes de la rocas es su resistencia a la compresión uniaxial (UCS), la cual es una medida de la resistencia del material, específicamente es el esfuerzo de compresión axial máximo que puede tolerar una muestra cilíndrica de la roca antes de fracturarse. Esta también se conoce como la resistencia a la compresión no confinada de un material.

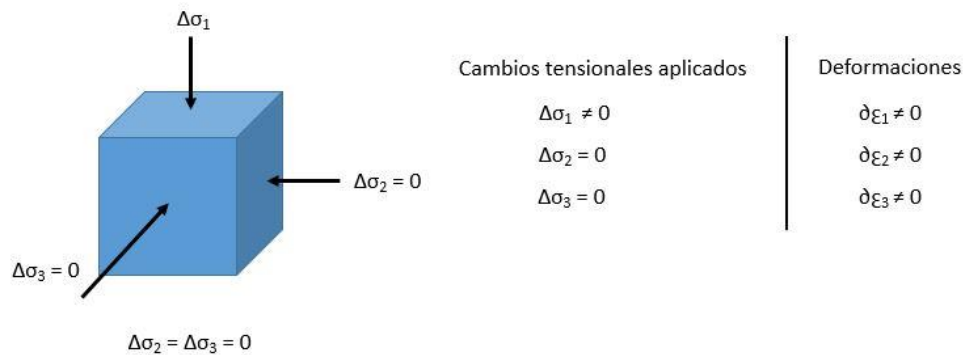


Ilustración 14: sistema de carga para ensaño de compresión uniaxial en laboratorio.

Para determinar su valor generalmente se utiliza un ensayo de compresión uniaxial, para lo cual se realiza una probeta cilíndrica de la roca a estudiar y esta es sometida mediante un equipo a esfuerzos, los cuales van aumentando discretamente en el tiempo. Esta máquina registra discretamente el esfuerzo que es aplicado a la probeta, además de la deformación que esta sufre. Justo el instante antes de que la probeta se fracture, el equipo nos indica la resistencia a la compresión uniaxial.

El ensayo de laboratorio permite determinar la resistencia uniaxial no confinada de la roca, o resistencia a la compresión simple y sus constantes elásticas, el módulo de Young (E) y coeficiente de Poisson (ν). Es por tanto un ensayo para la clasificación de la roca por su resistencia y para la determinación de su deformabilidad (Vallejo, Ferrer, Ortuño, & Oteo, 2002).

Tabla 5: Dureza de roca según martillo geológico ISRM 1981 (Vallejo et al., 2002).

Clasificación	Descripción	Identificación en campo	UCS [MPa]
R1	Rx muy débil	Deleznable bajo golpes fuertes con la parte puntiaguda del martillo geológico; puede desconcharse con una navaja.	1,0 - 5,0
R2	Rx débil	Puede desconcharse con dificultad con una navaja; se puede hacer marcas poco profundas golpeando fuertemente la roca con la punta del martillo.	5,0 – 25
R3	Rx media	No se puede rayar o desconchar con una navaja las muestras se puede romper con un golpe firme con el martillo.	25 – 50
R4	Rx dura	Se necesita más de un golpe con el martillo geológico para romper la muestra.	50 - 100
R5	Rx muy dura	Se necesita muchos goles con el martillo para romper la muestra.	100 – 250
R6	Rx extremadamente dura	Solo se puede romper esquirlas de la muestra con el martillo geológico.	>250

La resistencia a la compresión (UCS) es un parámetro de entrada para la clasificación del macizo rocoso por lo cual es necesario determinar el valor de este en las rocas que se busca caracterizar. Para estimar este valor de forma más sencilla en terreno se puede ocupar dos metodologías:

- **Martillo de Smith:** elemento de medición que genera un golpe puntual en el macizo y registra el rebote que tiene dicho golpe. Mediante una curva propia del modelo de martillo utilizado, “Rock Classification Hammer 45 – D0561”, es posible relacionar la magnitud del rebote con la resistencia del macizo mediante una relación con la densidad aparente. Este fue originalmente diseñado para medir la resistencia del concreto en obras civiles.
- **Martillo geólogo:** se golpea la superficie del macizo rocoso con este elemento, y en base a los daños que este causa en el macizo se le asigna una clasificación, la cual posee un rango de resistencia de roca característico como se observa en la Tabla 5.

3.3.3 ROCK MASS RATING (RMR)

Es un índice para caracterizar el macizo rocoso realizada por Bieniawski (1973, 1976), utilizando datos principalmente de construcciones civiles de excavación en rocas sedimentarias ubicadas en Sudáfrica. Para ello considero seis parámetros para la clasificación (Bieniawski, 1976):

1. **Resistencia de la roca intacta.** Esta se puede medir en laboratorio a partir de testigos de roca mediante ensayos de compresión o en terreno mediante ensayos de carga puntual.
2. **Rock Quality Designation (RQD).** Se determina según la metodología descrita en el apartado anterior.
3. **Espaciamiento de las estructuras:** distancia perpendicular entre las estructuras.
4. **Condición de las estructuras.** Este parámetro contempla la separación o apertura de las discontinuidades, su persistencia, la rugosidad de la superficie y si la pared de contacto es dura o suave, teniendo en consideración la naturaleza el material de relleno si este se presenta.
5. **Aguas Subterráneas.** Intenta explicar la influencia de la presión de agua subterránea en la estabilidad de las excavaciones subterráneas en términos del flujo observado en la excavación.
6. **Orientación de las discontinuidades.** Esto se determina mediante testigos de sondajes o mapeo de paredes de excavaciones.

La forma en que los parámetros antes mencionados se incorporan en la clasificación geomecánica del macizo rocoso propuesta por Bieniawski se muestra en la Tabla 6, donde para diferentes rangos para cada uno de los parámetros se asigna un valor a la clasificación.

La resistencia de la roca intacta se determina mediante pruebas de laboratorio o en terreno con ayuda de instrumentos con ese fin mientras que el RQD se determina mediante la metodología descrita en el apartado anterior. Para realizar una caracterización más detallada respecto a la condición de las discontinuidades es que se utiliza la Tabla 7, la cual considera las principales características como persistencia, separación, rugosidad, relleno y el nivel de erosión que estas presentan.

Tabla 6: Clasificación de RMR Bieniawski. Ponderación de los diferentes parámetros a considerar (Bieniawski, 1976).

Clasificación según parámetros y puntajes									
Parámetros			Rango de valores						
1	Resistencia de la roca intacta	Carga puntual	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para valores bajos carga uniaxial.		
		Comp. Uniaxial	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	≤1 MPa
	Puntaje		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90%-100%	75%-90%	50 % - 75%	25% - 50%	≤25%		
	Puntaje		20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento		>2m	0,6-2 m	200-600 mm	50-200 mm	≤60 mm		
	Puntaje		20	15	10	8	5		
4	Condición discontinuidad		Superficies muy ásperas. No continuo. Sin separación. Roca de la pared sin tocar.	Superficies ligeramente rugosas. Pared ligeramente erosionada. Separación ≤1mm.	Superficies ligeramente rugosas. Separación ≤1mm. Pared muy erosionada.	Superficies resbaladizas o Salvanda >5mm de espesor. Separación 1-5 mm. Continuo.	Salvanda suave >5 mm de espesor o separación >5 mm. Continuo.		
	Puntaje		30	25	20	10	0		
5	Agua Subterránea.	Flujo de agua por 10 m de túnel [l/m].	-	≤10	10-25	25-125	>125		
		Presión de agua en la discontinuidad / esfuerzo principal mayor.	0	≤0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	>0,5		
		Condición general.	Completamente seco.	Húmedo.	Mojado.	Goteo.	Flujo.		

	Puntaje	15	10	7	4	0
--	----------------	-----------	-----------	----------	----------	----------

Tabla 7: Ponderación para RMR según condición de las discontinuidades (Bieniawski, 1976).

Guía para clasificación de condición de discontinuidad					
Persistencia	≤1m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	>20
Puntaje	6	4	2	1	0
Separación	-	≤0,1 mm	0,1-1 mm	1-5 mm	>5 mm
Puntaje	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy rugoso	Rugoso	Ligeramente rugoso	Suave	Cementado
Puntaje	6	5	3	1	0
Relleno	-	duro ≤5 mm	duro >5 mm	suave ≤5 mm	suave >5 mm
Puntaje	6	4	2	2	0
Erosión	-	Ligera	Moderada	Alta	Descompuesta
Puntaje	6	5	3	1	0

Como se puede notar en la tabla anterior, la asignación de estos valores a la clasificación permite el hecho de que todos los parámetros no necesariamente contribuyen de igual manera al comportamiento del macizo rocoso, donde la clasificación total del macizo o RMR se obtiene de la suma de los valores de clasificación determinado a partir de cada uno de los parámetros individualmente.

Además se considera un ajuste de la ponderación RMR según la orientación que tienen las discontinuidades respecto a la excavación subterránea según si se encuentran paralela o perpendicularmente a esta. Estos ajustes se pueden apreciar en la Tabla 8. Para determinar si se encuentra en una situación favorable o desfavorable se utiliza la Tabla 9.

Tabla 8: Clasificación de RMR Bieniawski. Ajuste por orientación de discontinuidades (B). Clasificación del macizo según RMR (C) (Bieniawski, 1976).

Ajuste de puntaje por orientación de discontinuidad.						
Rumbo y manto		Muy favorable	Favorable	Regular	No favorable	Muy no favorable
puntajes	Túneles y minas	0	-2	-5	-10	-12
	Cimientos	0	-2	-7	-15	-25
	pendientes	0	-5	-25	-50	-

Tabla 9: Clasificación de RMR Bieniawski. Efectos de la orientación de las estructuras en el macizo rocoso (Bieniawski, 1976).

Efecto del rumbo y manto de la discontinuidad			
Rumbo perpendicular al túnel		Rumbo paralelo al túnel	
Con el Dip- Dip 45-90°	Con el Dip- Dip 20-45°	Dip 45-90°	Dip 20-45°
Muy favorable	Favorable	Muy no favorable	Regular
Contra el Dip - Dip 45-90°	Contra el Dip - Dip 20-45°	Dip 0-20 contra el rumbo	
Regular	No favorable	Regular	

Luego según la ponderación obtenida de RMR según la Tabla 10 es posible determinar a qué clase y descripción corresponde el macizo rocoso, donde la interpretación de cada una de estas clases en términos de tiempo de Stand-up de excavaciones subterráneas y parámetros de resistencia del macizo rocoso se observan en la

Tabla 11.

Tabla 10: Clasificación del macizo según ponderación RMR (Bieniawski, 1976).

Clasificación del macizo según ponderación.					
Puntaje	100-81	80-61	60-41	40-21	≤21
Clase	I	II	III	IV	V
Descripción	Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca pobre	Roca muy pobre

Tabla 11: Características según clase de macizo RMR (Bieniawski, 1976).

Sentido de las clases de roca					
Clase	I	II	III	IV	V
Promedio de estabilidad	20 años por 10 m de expansión	1 años por 10 m de expansión	1 semana por 10 m de expansión	10 horas por 2,5 m de expansión	30 minutos 1 m de expansión
Cohesión del macizo [kPa]	>400	300-400	200-300	100-200	≤100
Angulo de fricción del macizo [deg]	>45	35-45	25-35	15-25	≤15

3.3.4 MINING ROCK MASS RATING (MRMR)

Este sistema de clasificación del macizo rocoso se introdujo en 1974, basándose en una clasificación in situ teniendo ciertos ajustes por parámetros relacionados con situaciones mineras complejas. Estos ajustes modifican la caracterización de RMR para adaptarse a ambientes mineros, considerando los esfuerzos in situ a los que está sometido la roca, los efectos que produce la tronadura y efectos de la alteración que la roca sufre por ser expuesta al ambiente.

Los parámetros geológicos que se deben evaluar incluyen la resistencia a la roca intacta (IRS de sus iniciales en inglés Intact Rock Strength), el espaciamiento de las fracturas, la frecuencia de fracturas, el estado que estas presentan y el agua presente en las discontinuidades. Los parámetros considerados para la categorización según MRMR según sus características se presentan en la Tabla 12 y Tabla 13.

Tabla 12: Clasificación del macizo según MRMR. Ratings según los parámetros considerados (Laubscher, 1990).

A) Clasificación										
Clase		1 A-B		2 A-B		3 A-B	4 A-B	5 A-B		
Puntaje		100-81		80-61		60-41	40-21	20-0		
Descripción		Muy buena		Buena		Regular	Pobre	Muy pobre		
Color		Azul		Verde		Amarillo	Cafe	Rojo		
Distinguir entre clase A y B. Colorear completamente A y achurar la B.										
B) Parámetros y puntajes										
IRS [MPa] Puntaje		RQD Puntaje		Espaciamiento		Frecuencia de fractura				
						Promedio por metro		Puntaje		
								1 set	2 set	3 set
>185	20	97-100	15	0-25		0,1		40	40	40
165-185	18	84-96	14			0,15		40	40	40
145-164	16	71-83	12			0,2		40	40	38
125-144	14	56-70	10			0,25		40	38	36
105-124	12	44-55	8			0,3		38	36	34
85-104	10	31-43	6			0,5		36	34	31
65-84	8	17-30	4			0,8		34	31	28
45-64	6	4-16	2			1		31	28	26
35-44	5	0-3	1			1,5		29	26	24
25-34	4					2		26	24	21
12-24	3					3		24	21	18
5-11	2					5		21	18	15
1-4	1					7		18	15	12
						10		15	12	10

			15	12	10	7
			20	10	7	5
			30	7	5	2
			40	5	2	0

Tabla 13: Consideración por condición de las discontinuidades (Laubscher, 1990).

C) Evaluación por condición de discontinuidad						
Parámetro	Acumulativo % para un posible rating de 40					
	Descripción	Seco	ajuste %			
			Húmedo	presión moderada	Presión alta	
A Condición de discontinuidad a gran escala	Ondulado multidireccionalmente	100	100	95	90	
	Uniforme	95	90	85	80	
	Curvo	85	80	75	70	
	Ligeramente ondulado	80	75	70	65	
	Derecho	75	70	65	60	
B Condición de discontinuidad a pequeña escala	Rugoso / irregular	95	90	85	80	
	Suavemente irregular	90	85	80	75	
	Cementado irregular	85	80	75	70	
	Rugoso ondulado	80	75	70	65	
	Suavemente ondulado	75	70	65	60	
	Cementado ondulado	70	65	60	55	
	Rugoso plano	65	60	55	50	
	Suavemente plano	60	55	50	45	
	Pulido	55	50	45	40	
C Alteración de la pared de la discontinuidad más débil que la roca de pared. Solo si es más débil que el material de relleno		75	70	65	60	
D Relleno de la discontinuidad	Material no ablandable y cizallado	Grueso	90	85	80	75
		Medio	85	80	75	70
		Fino	80	75	70	65
	Material cizallado suave.	Grueso	70	65	60	55
		Medio	60	55	50	45
		Fino	50	45	40	35
	Espesor ≤ amplitud de la irregularidad		45	40	35	30
	Espesor > amplitud de la irregularidad		30	20	15	10

Intact Rock Strength (IRS)

El IRS es la fuerza a la compresión uniaxial no confinada de la roca, es importante tener en cuenta que los testigos de tronadura seleccionados para las pruebas de laboratorio son las piezas más fuertes de la roca y no necesariamente reflejan los valores promedios del macizo rocoso. El IRS de una zona puede verse afectado por la presencia de rocas débiles y fuertes, lo cual puede ocurrir en depósitos de mineralización variable. En este caso se asigna un valor promedio a la zona, teniendo en cuenta que la roca más débil tendrá una mayor influencia en el valor promedio, esta relación no es lineal y los valores se puede observar en el siguiente gráfico empírico:

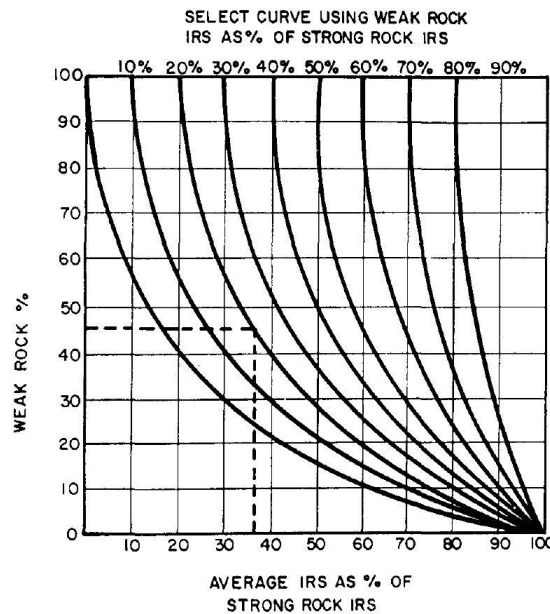


Ilustración 15: Determinación de IRS promedio para macizos rocosos que contiene roca débil y fuerte (Laubscher, 1990).

Donde para determinar el IRS promedio de un macizo rocoso nos situaremos en el siguiente ejemplo. Se tiene un macizo rocoso, el cual presenta una roca de buena calidad, 100 MPa, y roca débil con una resistencia a la compresión de 20MPa, la cual representa el 45% del macizo. Con dicha información se debe determinar el siguiente ratio:

$$\frac{\text{Weak Rock IRS}}{\text{Strong Rock IRS}} * 100 = \frac{20\text{MPa}}{100\text{ MPa}} * 100 = 20\%$$

Luego desde el eje izquierdo, correspondiente al porcentaje en volumen que representa la roca débil se entra al gráfico hasta intersectar la curva producto del ratio anterior, 20%. Luego de la intersección se intersecta el eje de las abscisas, entregando el valor promedio de IRS en función del IRS de la roca dura, seguir línea puntada de la Ilustración 15. De este modo el IRS promedio está dado por:

$$IRS \text{ promedio} = 37\% * 100MPa = 37 MPa$$

Rock Block Strength

La clasificación propuesta por Laubscher solo considera tres familias de discontinuidades. Si en el macizo existen cuatro o más familias, se consideran las tres más espaciadas. Tres familias de discontinuidades son las necesarias para la formación de bloques. Las discontinuidades adicionales solo modifican la geometría del bloque.

Para definir la dureza del bloque de roca determinado por las familias de estructuras consideradas es necesario entender que las pequeñas fracturas o discontinuidades presentes disminuyen en cierta forma la dureza del bloque. De este modo para bloques homogéneos el RBS queda determinado por:

$$RBS = 0,8 IRS \quad \text{Ecuación 4}$$

Mientras que para un bloque de roca que presenta fracturas o vetillas el RBS queda determinado por la siguiente expresión (Laubscher, 1990):

$$RBS = 0,8 IRS * \frac{FF}{V} \quad \text{Ecuación 5}$$

Donde:

IRS: Intact Rock Strength.

FF: Frecuencia de fractura por metro.

V: Índice de relleno de discontinuidades.

El ajuste de IRS se realiza mediante el la frecuencia de fractura según la siguiente relación:

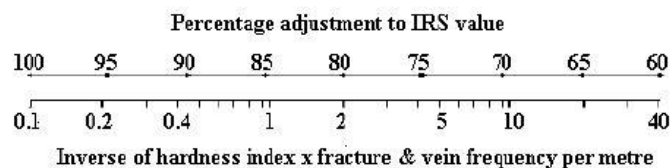


Ilustración 16: Ajuste de IRS según frecuencia de fractura (Laubscher, 1990).

Considerando los siguientes índices según relleno de las discontinuidades:

Índice	1	2	3	4	5
--------	---	---	---	---	---

Relleno	Talc, Molybd	Gypsum Chlorite	Anhydrite	Fluorite Chalcoppy	Apatite
Inverso	1	0,5	0,33	0,25	0,2

Ilustración 17: Índice por tipo de relleno de las discontinuidades (Laubscher, 1990).

Luego determinar el RBS se ingresa por el eje de las abscisas al siguiente gráfico para determinar el puntaje asignado:

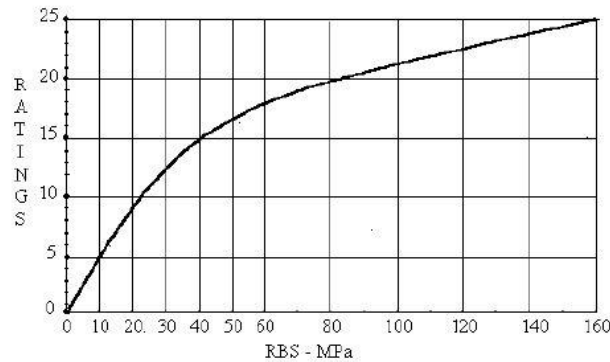


Ilustración 18: Puntaje según RBS del macizo rocoso (Laubscher, 1990).

A modo de ejemplo para su determinación considerar bloques de roca, los cuales contiene 8 vetillas por metro rellenas de yeso, donde el IRS corresponde a 100 MPa. Luego considerando el la frecuencia de fractura por el inverso del tipo de relleno (Ilustración 17) se tiene un índice de:

$$\frac{FF}{V} = \frac{8}{2} = 4$$

Con ello se ingresa a la relación dada por el nomograma de la Ilustración 16, con lo cual se obtiene un ajuste del 75%, con lo cual se determina el RBS según la Ecuación 5:

$$RBS = 0,8 * 100 * 0,75 = 60MPa$$

Con esto se ingresa por el eje de las abscisas al gráfico presentado en la Ilustración 18 y se obtiene el puntaje final según RBS del macizo rocoso, que en este caso tomado para el ejemplo corresponde a 18.

Espaciamiento de fracturas y discontinuidades (RQD + JS o FF)

En este factor se busca caracterizar el espaciamiento entre discontinuidades y separaciones, no incluye características de la cementación que puede existir. Las discontinuidades definen los bloques de rocas y no necesariamente tiene una continuidad espacial. Se toma un máximo de tres familias de discontinuidades en base a las cuales se definen los bloques de roca, cualquier otra discontinuidad simplemente modificara la forma del bloque.

En la práctica se han determinado dos técnicas para evaluar este parámetro:

- La forma más detallada es medir el RQD y el espaciamiento de las juntas (JS) por separado, siendo la clasificación máxima 15 y 25 respectivamente.
- Medir las discontinuidades y registrar como la frecuencia de fractura por metro (FF/m) con una clasificación máxima de 40, donde los dos parámetros anteriores se suman 15 y 25.

Rock Quality Designation

Este parámetro se determina como fue mencionado anteriormente, observando testigos de perforación y utilizando la Ecuación 1. Para su determinación es de vital importancia tener en cuenta la inclinación del sondaje realizado y que la perforación sea de alto nivel.

En la determinación del RQD de las superficies rocosas, la línea de muestreo debe compararse con el núcleo de perforación y considerar los siguientes puntos:

- Experiencia en determinar RQD en testigos de perforación es necesaria.
- No dejarse engañar por fracturas producto de la voladura.
- Las zonas de corte mayores a un metro se deben clasificar por separado.
- Evaluar la pared opuesta donde una discontinuidad forma la pared lateral.

Joint Spacing (JS)

Para determinar este parámetro se considera un máximo de tres familias de discontinuidades, número requerido para definir los bloques de roca. En caso de existir cuatro o más conjuntos de discontinuidades se utilizan las tres familias más espaciadas.

Para el caso de las discontinuidades cementadas, las discontinuidades influenciarán la resistencia del macizo si el cemento es menos resistente que la roca intacta. Es por ello que solo se consideran las estructuras abiertas, en el caso de estructuras rellenas se corrige el valor del JS según lo indicado en la Ilustración 20.

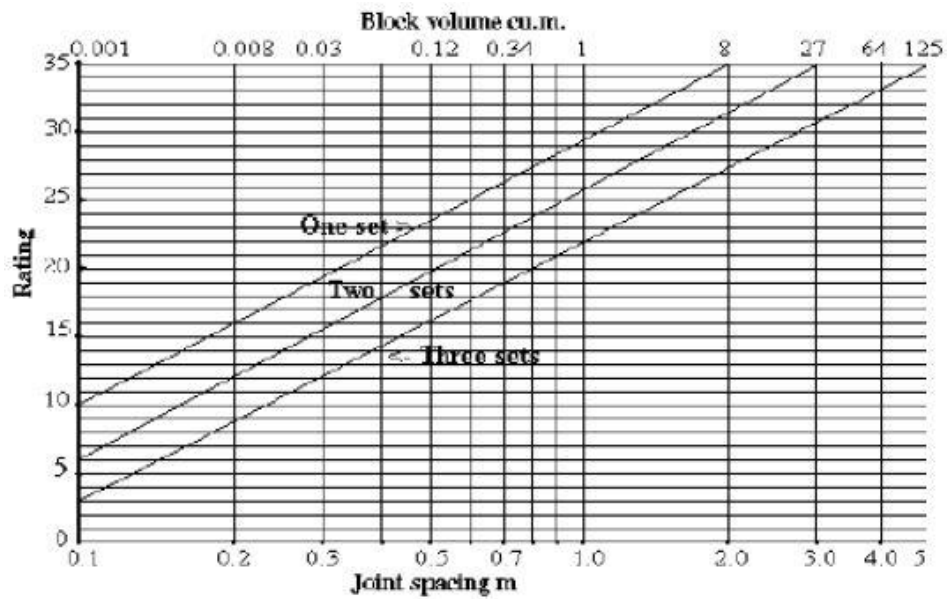


Ilustración 19: Ponderación por espaciamiento de estructuras (JS), MRMR (Laubscher, 1990).

% Adjustment to the open joint spacing rating for one or two filled joints in a three joint set

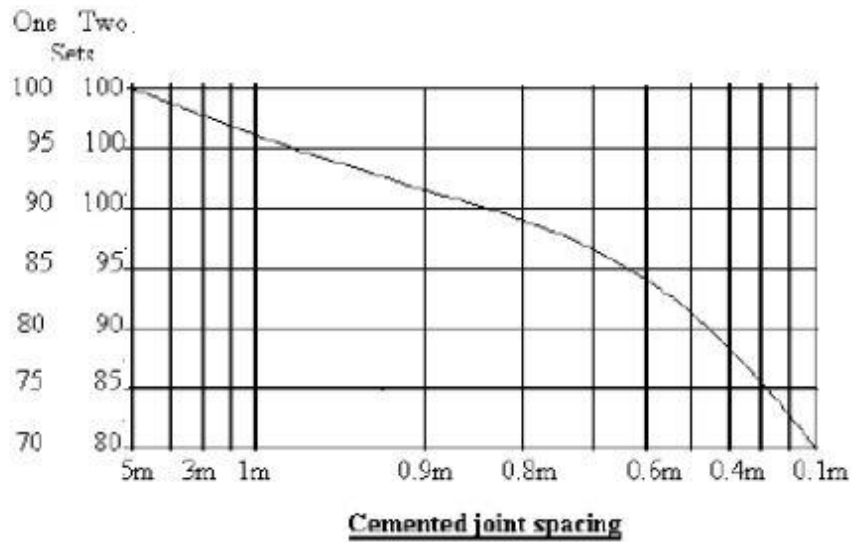


Ilustración 20: Factor de ajuste del espaciamiento de discontinuidades (JS) por relleno, MRMR (Laubscher, 1990).

En las últimas publicaciones sobre la metodología de clasificación propuesta por Laubscher, se ha remplazado la calificación de JS según la metodología anterior y se toma la propuesta por Taylor.

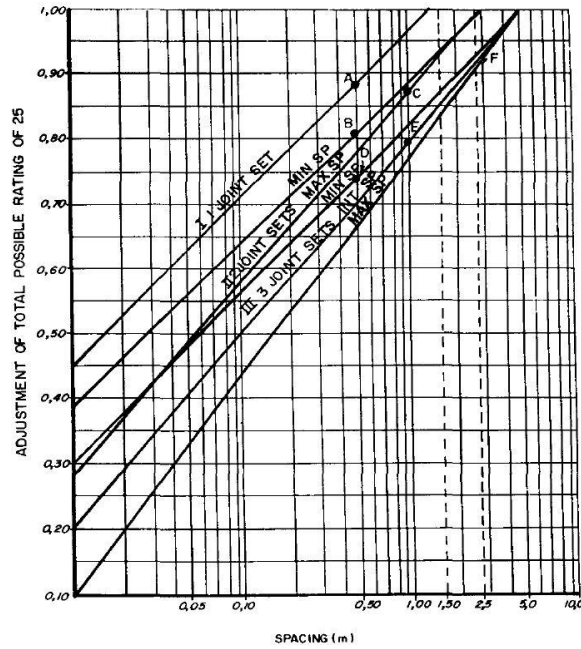


Ilustración 21: evaluación del espaciamiento de discontinuidades (Taylor) (Laubscher, 1990).

Donde según el número de estructuras presentes en el macizo rocoso, el rating queda determinado por:

- $A \ 1 - Joint \ set \ R = 25 * \frac{((26,4 \log_{10} x) + 45)}{100}$
- $B \ 2 - Joint \ set \ R = 25 * \frac{((25,9 \log_{10} x_{min}) + 38)}{100} * \frac{((30 \log_{10} x_{max}) + 28)}{100}$
- $C \ 3 - Joint \ set \ R = 25 * \frac{((25,9 \log_{10} x_{min}) + 30)}{100} * \frac{((29,6 \log_{10} x_{int}) + 20)}{100} * \frac{((33,3 \log_{10} x_{max}) + 10)}{100}$

Donde x es el espaciamiento multiplicado por 100.

Frecuencia de fractura (FF)

Para determinar este parámetro es necesaria la medición de todas las discontinuidades que se encuentren en intersección con la línea de muestreo. Es importante considerar si el cuerpo que se estudia presenta una dos o tres familias de discontinuidades. Para un mismo fracturamiento por metro de un macizo rocoso con un conjunto de discontinuidades, este será más resistente que una con dos familias de discontinuidades, de igual manera este será más resistente que aquel con tres familias de discontinuidades presentes. La asignación de este parámetro, dado en la Tabla 12, incluye la disposición para los diferentes conjuntos presentes.

En el caso de estudiar este parámetro según testigos de perforación, de igual modo es necesario saber si una, dos o tres familias de discontinuidades se cruzan. Para la medición subterránea de la frecuencia de

fractura (FF), se realiza en las paredes laterales y colgantes de la galería, túneles o rebajes, según la orientación teniendo en consideración:

- Si todas las familias se presentan en las paredes laterales, establezca si se cruzan con una línea horizontal.
- Si no todas se cruzan con una línea horizontal, medir también en una línea vertical.
- Si un conjunto de discontinuidades es paralelo a la pared lateral, medir en línea recta en el colgante en ángulo recto con respecto a la pared lateral.

Los diferentes procedimientos para el muestreo se pueden simplificar si la suma de las mediciones se divide por un factor para determinar una frecuencia promedio. Estos factores se muestran en la Tabla 14.

Tabla 14: Factores para determinar frecuencia de fractura promedio (Laubscher, 1990).

Conjunto de discontinuidades	Factor
Un conjunto de tres en línea o un solo conjunto	1,0
Don conjunto de tres en línea o dos solo dos conjuntos	1,5
Todos los set en línea o testigo de perforación	2,0
Dos conjuntos en una línea y uno en otra	2,4
Tres conjuntos en tres líneas con Angulo recto	3,0

Luego de este modo la frecuencia de fractura promedio por metro (FF/m) se utiliza en la Tabla 12 para determinar la clasificación, la inversa de este número proporciona el espaciamiento de fractura promedio.

En la Ilustración 22 se muestra la relación existente entre la frecuencia de fractura por metro y la clasificación después de que las diferentes técnicas de muestreo para exposiciones centrales y subterráneas se hayan ajustado a un espaciamiento promedio.

Como fue mencionado anteriormente el sistema MRMR solo considera un máximo de tres familias de discontinuidades, lo cual aplicando la metodología para describir la frecuencia de fractura por metro se pasa por alto, es decir el FF/m incluye características continuas como discontinuas (fracturas) es por ello que la continuidad debe estimarse para obtener el espaciamiento de las discontinuidades y el tamaño de bloque de roca según la Ilustración 23.

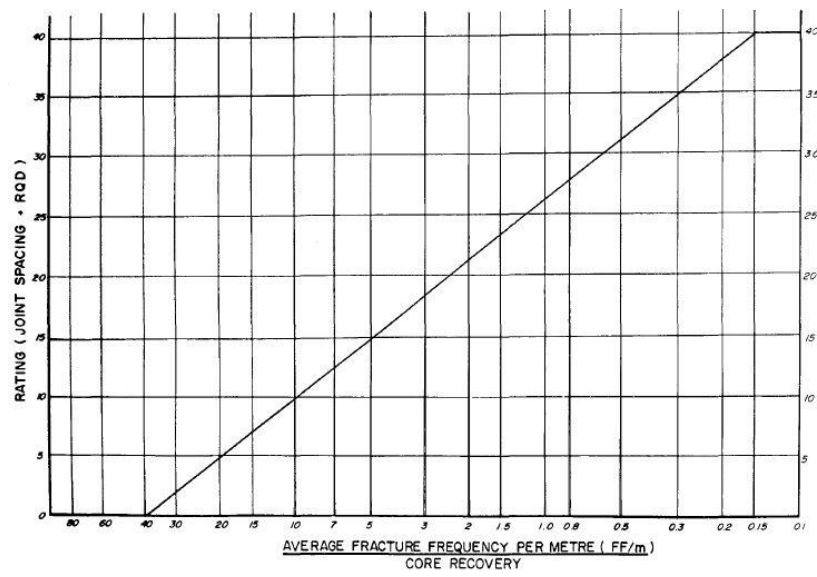


Ilustración 22: Rating según frecuencia de fractura por metro (Laubscher, 1990).

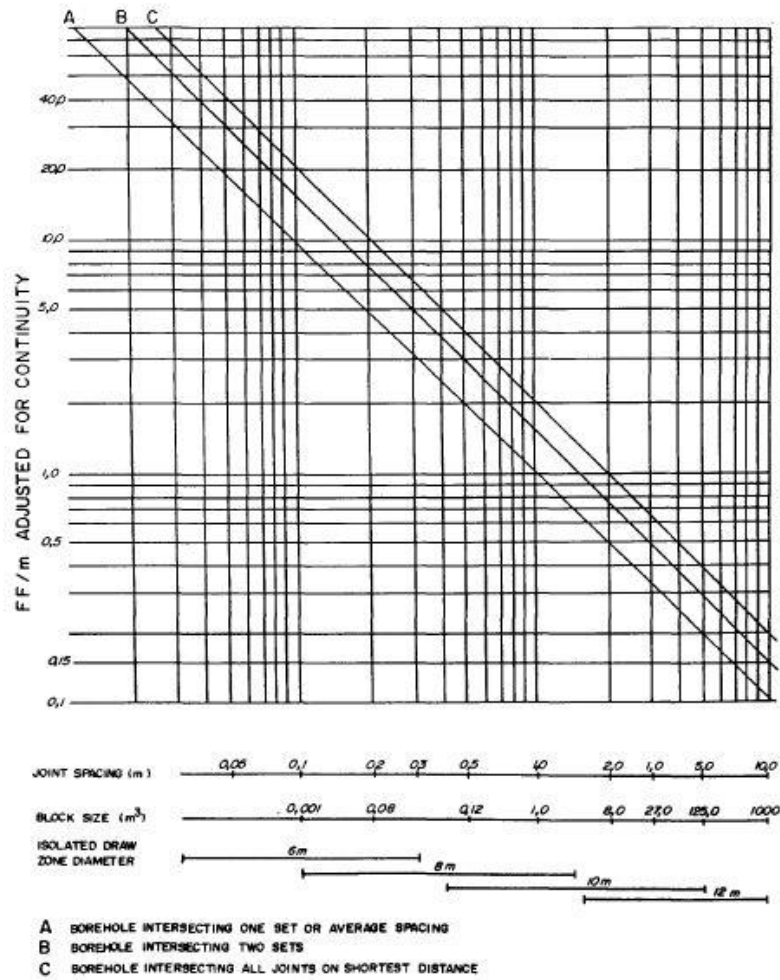


Ilustración 23: Diagrama de espaciamento de discontinuidades (Laubscher, 1990).

De este modo la frecuencia de fractura por metro entrega la clasificación del macizo rocoso, pero esto debe ser ajustado según los factores presentes en la siguiente tabla:

Tabla 15: Factor por el cual la frecuencia de fractura deber ser multiplicado (Laubscher, 1990).

Fracturas continuas	Factor
%	
100	1,0
90	0,9
80	0,8
70	0,7
60	0,6
50	0,5

La ventaja de la técnica de frecuencia de fractura por metros es que es más sensible que el RQD para una amplia gama de espaciamientos de discontinuidades. Esta técnica se utilizó por primera vez en Chile en el año 1985 y posteriormente en Canadá en 1986. En Zimbabwe la técnica de frecuencia de fracturamiento se utilizó en conjunto con la técnica de RQD y JS, con lo cual se encontró que eran similares características, como se puede observar en la Tabla 16 .

Tabla 16: Comparación métodos determinar ponderación por el espaciamiento de las discontinuidades (Laubscher, 1990).

Espaciamiento Discontinuidad [m]	Puntaje			Puntaje Ff/m
	RQD	JS	Combinación	
0,025	0	1	1	1
0,05	0	1,5	1,5	5
0,1	8	3	11	10
0,2	12	5	17	15
0,5	14	10	24	20
1,0	15	13	28	26
2,0	15	19	34	31
3,0	15	21	36	33
4,0	15	23	38	36
5,0	15	25	40	38

Condición de las discontinuidades (JC) y agua

El factor que regula la calidad de la macizo de roca se denomina JC, de las siglas en ingles de “*Joint Condition*”. Este evalúa las propiedades friccionales de las familias de discontinuidades, joints, no de las fracturas que el macizo pueda tener. Las propiedades friccionales quedan definidas en base a las propiedades de la superficie, si presenta o no zonas con alteración, algún tipo de relleno y la presencia de agua. EL agua generalmente reduce la resistencia del macizo rocoso, alterando la resistencia al corte de las estructuras y los esfuerzos efectivos.

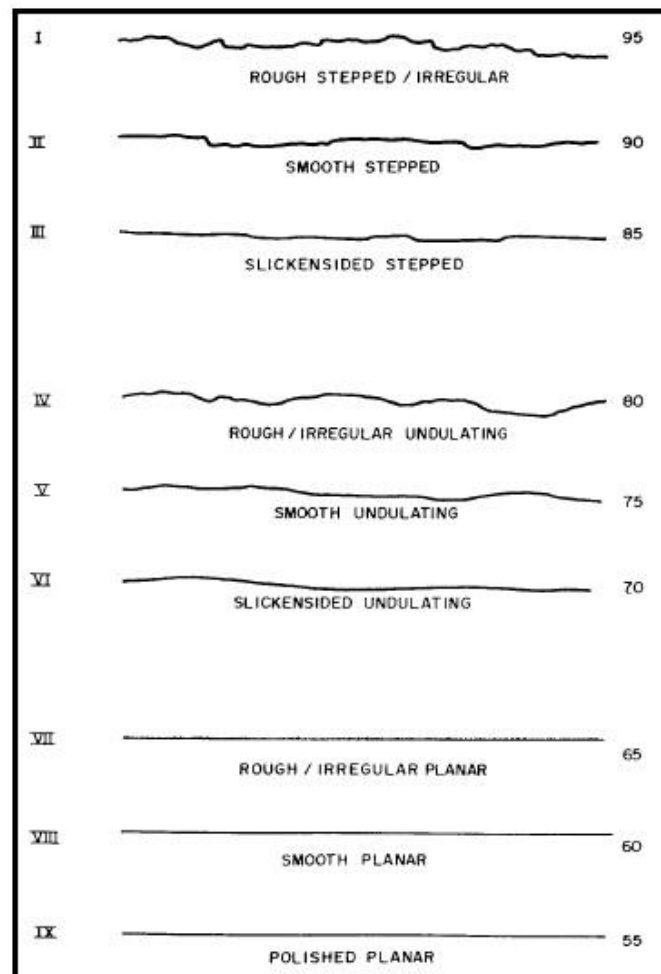


Ilustración 24: Perfiles de rugosidad. Parámetro B de ponderación para JC (Laubscher, 1990).

La metodología asigna una calificación máxima de 40 a esta sección, donde el procedimiento para determinar esta ponderación por el estado que presentan las discontinuidades se muestra en la Tabla 13. El procedimiento se divide en cuatro secciones, A, B, C y D, donde la Subsección A se ocupa de las descripciones a gran escala, B evalúa las características a escala pequeña, basándose en los perfiles que se muestran en la Ilustración 24. La sección C se aplica solo cuando hay una clara diferencia entre la

dureza de la roca huésped y la de la pared de la discontinuidad y finalmente la sección D determina las variaciones en el llenado de las discontinuidades.

Como las condiciones de las diferentes familias de discontinuidades no son necesariamente las mismas, se debe calcular un promedio ponderado, teniendo en cuenta que si existe una diferencia significativa en la calificación de los conjuntos de familias esto debe resaltarse en el estudio. Una calificación muy baja para un conjunto de discontinuidades puede afectar a orientación de los túneles o la secuencia minera.

Ajustes

El índice de clasificación del macizo rocoso MRMR, propuesto por Laubscher considera el RMR y le aplica un porcentaje de ajuste. Estos porcentajes de ajustes son empíricos, se basan en numerosas observaciones in situ. Estos ajustes requieren que el ingeniero evalúe la actividad minera propuesta en términos de su efecto sobre el macizo rocoso. En el presente apartado se presentan los ajustes a realizar y su metodología de aplicación.

Meteorización

Algunos tipos de roca tienden a meteorizar fácilmente, lo cual se debe tener en cuenta en las decisiones para determinar el tamaño de apertura o diseño de soporte. La meteorización depende especialmente del tiempo e influya al momento de instalar los soportes y la tasa de extracción.

Los tres parámetros que se ven modificados por la exposición de la roca a las condiciones del ambiente son el “Intact Rock Strength (IRS)”, el “Rock Quality Designation (RQD)” o la Frecuencia de fractura por metro (FF/m) y el “Joint Condition JC”. Donde el IRS puede disminuir significativamente debido a cambios químicos mientras que el JC se ve modificado por la alteración que puede afectar a la muralla de la roca y el relleno de la discontinuidad.

Tabla 17: Ajustes del MRMR por meteorización del macizo (Laubscher, 1990).

Grado de Meteorización	Meteorización y ajustes [%]				
	0,5 año	1 año	2 año	3 año	4 año
Reciente	100	100	100	100	100
Leve	88	90	92	94	96
Moderado	82	84	86	88	90
Alto	70	72	74	76	78
Completo	54	56	58	60	62
Suelo residual	30	32	34	36	38

En la Tabla 17 se muestran los porcentajes de ajuste que se aplican al MRMR en relación con el grado de meteorización que presenta el macizo rocoso, según la exposición de la roca de uno, dos, tres y más de cuatro años a las condiciones ambientales.

Orientación de las discontinuidades

El tamaño, la forma y la orientación de las excavaciones afectan el comportamiento del macizo rocoso. La disposición de las discontinuidades y si la base de los bloques de roca está o no expuestos controlan significativamente la estabilidad de la excavación, por ello la clasificación se debe ajustar como consecuencia.

La magnitud del ajuste a aplicar depende de la disposición de las discontinuidades en el macizo rocoso, respecto al eje vertical del bloque, teniendo en cuenta que la fuerza de gravedad es la fuerza más importante a considerar.

Tabla 18: Ajuste MRMR por orientación de las discontinuidades (Laubscher, 1990).

Nº de discontinuidades que definen el bloque.	Numero de caras inclinadas respecto de la vertical				
	70%	75%	80%	85%	90%
3	3	-	2	-	-
4	4	3	-	2	-
5	5	4	3	2	1
6	6	5	4	3	2,1

Los ajustes que se deben aplicar al MRMR se pueden observar en la Tabla 18. La orientación de las discontinuidades influye en la estabilidad de las cámaras que se encuentran abiertas y en la capacidad de cavado del macizo rocoso.

Los ajustes según la orientación de las zonas de corte respecto al desarrollo con los siguientes: 0-15° = 76%, 15-45° = 84% y 45-75° = 92%. Se debe realizar un ajuste del 90% a los ajustes previos cuando el avance es contrario a la caída del conjunto de discontinuidades poco espaciadas. Esto se debe a que es más fácil soportar bloques de roca que tiene juntas que se sumergen con el avance.

Además de esto se debe realizar un ajuste para pilares o paredes laterales en caso que las discontinuidades definan una cuña inestable en la base de la pared lateral. La inestabilidad que esta presenta está

determinada por la caída de la intersección de discontinuidades antes mencionada y por la condición que presentan las discontinuidades que definen la cuña inestable, como se puede observar en la siguiente tabla.

Tabla 19: Porcentaje de ajuste por orientación de familias que definen cuñas en la base de la pared (Laubscher, 1990).

Rating Promedio	Angulo de caída	Ajuste %	Angulo de caída	Ajuste	Angulo de caída	Ajuste
0 – 5	10 – 30	85	30 – 40	75	>40	70
5 – 10	10 – 20	90	20 – 40	80	>40	70
10 – 15	20 – 30	90	30 – 50	80	<50	75
15 – 20	30 – 40	90	40 – 60	85	>60	80
20 – 30	30 – 50	90	>50	85		
30 – 40	40 – 60	90	>50	90		

Esfuerzos inducidos

Se debe tener en cuenta los esfuerzos que se aplican en el macizo rocoso, especialmente en el lugar que se realizara la obra subterránea. Se deben tomar en cuenta los esfuerzos propios de la roca por la carga litostatica, ejercido por el mismo peso de la roca sobre el punto de la construcción; y los esfuerzos producto del tectonismo de placas, propio de cada zona geográfica.

Además las construcciones subterráneas generan tensiones en la roca producto de la redistribución de esfuerzos debido a la cavidad generada, conocido como los esfuerzos inducidos por minería, causadas por la geometría y orientación de las excavaciones. Los esfuerzos redistribuidos que son de interés son:

- **Esfuerzo máximo:** la tensión principal máxima puede causar el desprendimiento de la pared paralela a la orientación de la superficie, el aplastamiento de los pilares y deformación de las zonas blandas, lo que puede llevar a la falla de las zonas duras a niveles de estrés relativamente bajos.
- **Esfuerzo mínimo:** este juega un papel importante en la estabilidad de los lados y parte posterior de las grandes excavaciones, lados del estribo y los vértices mayor y menor que protegen el frente de extracción.
- **Diferencia de esfuerzos:** una gran diferencia entra el esfuerzo máximo y mínimo tiene un efecto significativo sobre las unidades del macizo rocoso, lo que puede producir cizallamiento a través de

las discontinuidades. Este efecto aumenta mientras mayor sea la densidad de las discontinuidades y a medida que disminuye la ponderación por condición de discontinuidad JC.

Para la evaluación de los esfuerzos inducidos por la actividad minera es necesario considerar los siguientes factores:

- Tensión inducida por la construcción.
- Interacción de las discontinuidades estrechamente espaciadas.
- Edificación.
- Influencia de las principales estructuras no expuestas en la excavación.
- Presencia de intrusiones que pueden tener un alto nivel de estrés o eliminar el estrés en la roca circundante más competente.

Luego el ajuste a aplicar al MRMR es de un 60 a 120 por ciento. Para llegar al porcentaje de ajuste se debe evaluar el efecto de las tensiones en los parámetros básicos y usar el total.

Efectos de la tronadura

La tronadura para el desarrollo de las obras subterráneas altera las paredes del macizo, generando nuevas fracturas, debilitando el conjunto, además genera movimientos en la roca y en las discontinuidades presentes, por lo cual se aplican los siguientes ajustes:

Tabla 20: Ajustes MRMR por tronadura (Laubscher, 1990).

Técnica	Ajuste %
Normal	100
Tronadura pared lisa	97
Buena tronadura convencional	94
Tronadura pobre	80

Resumen de Ajustes

Para la aplicación de los ajustes considerados anteriormente es necesario conocer la vida de la excavación y el comportamiento en el tiempo del macizo rocoso.

Tabla 21: Resumen de ajustes MRMR y ponderación por parámetro (Laubscher, 1990).

Parámetro	Ajustes posibles %
Meteorización	30-100
Orientación	63-100
Esfuerzo inducido	60-120
Tronadura	80-100

A pesar de que los porcentajes son determinados empíricamente, el principio de ajuste ha demostrado ser sólido, obligando al diseñador de la obra subterránea a tener en cuenta estos factores importantes.

Rock Mass Strenght (RMS)

La resistencia del macizo rocoso (RMS) se deriva del IRS y del RMR5. Por ello la fuerza del macizo rocoso no puede ser mayor que el IRS corregido promedio de la zona en estudio. El IRS se determina a través de testigos de sondajes, piezas pequeñas. Ensayos realizados en muestras grandes determina que su resistencia equivale a un 80% del determinado con las muestras pequeñas.

Dado que el macizo rocoso, en el cual se sitúan las obras subterráneas se considera un espécimen grande se debe reducir el valor del IRS, de esto modo el RMS sería el IRS * 80% si este no presentara discontinuidades. El efecto de las discontinuidades y sus propiedades friccionales es reducir la resistencia del macizo rocoso RMS por lo cual se debe adoptar el siguiente procedimiento para su cálculo:

- El IRS rating (B) se resta a la calificación total (A).
- El IRS(C) se reduce al 80 % de su valor.

$$RMS = \frac{(A - B)}{80} * C * \frac{80}{100} \quad \text{Ecuación 6}$$

Como ejemplo para el cálculo suponer un macizo rocoso con un rating correspondiente a 60, donde el IRS es de 100 MPa con un rating de 10, entonces:

$$RMS = \frac{(60 - 10)}{80} * 100MPa * \frac{80}{100} = 50MPa$$

Design Strength of the Rock Mass (DRMS)

La resistencia del macizo rocoso de diseño (DRMS) es la fuerza del macizo no confinado en un entorno minero en específico. Las obras mineras subterráneas exponen la superficie de la roca y hay que tener

especial cuidado con la estabilidad de la zona que rodea la excavación. La extensión de esta zona depende directamente del tamaño de la excavación, donde la inestabilidad se propaga desde la superficie de la roca. Los ajustes que se relacionan con el entorno de la minería se aplican al RMS para determinar el DRMS. Por lo cual los ajustes utilizados son los de meteorización, orientación de las discontinuidades y voladura.

3.3.5 Q ROCK TUNELING INDEX

Sobre la base de la evaluación de un gran número de excavaciones subterráneas Barton (1974) del Instituto Geotécnico de Noruega propone un índice de calidad de túnel (Q) para determinar las características del macizo rocoso y requerimiento de soporte del túnel. El índice Q de Barton toma valores en la escala logarítmica, pudiendo tomar valores entre 0,001 para suelos excepcionalmente malos hasta 1000 para macizos rocosos excepcionalmente buenos.

El índice de caracterización del macizo rocoso Q queda definido por seis parámetros independientes, donde cada uno tiene asociado un puntaje, los cuales son estimados realizando mapeos en terreno sobre superficies expuestas del macizo. El índice Q puede ser determinado a través de la siguiente expresión (Barton, Lien, & Lunde, 1974):

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

Ecuación 7

Donde:

- Q : Índice de clasificación de Barton.
- RQD : Rock Quality Designation.
- J_n : Numero de sistemas de discontinuidades.
- J_r : Rugosidad de las discontinuidades.
- J_a : Alteración de las discontinuidades.
- J_w : Agua en las discontinuidades.
- SRF : Factor de reducción de esfuerzos.

Además es importante destacar que cada uno de los cocientes que determinan el índice Q, los que se pueden ver en la Ecuación 7, miden ciertas características del macizo, donde:

- $\frac{RQD}{Jn}$ representa el grado de fracturamiento y tamaño de los bloques que conforman el macizo rocoso.
- $\frac{Jr}{Ja}$ representa la resistencia al corte que presenta el macizo rocoso dependiente de las características de las discontinuidades presentes.
- $\frac{Jw}{SRF}$ representa el efecto de los esfuerzos y la presencia de agua en el macizo.

En base a la Ecuación 7 es posible determinar el índice Q característico del macizo rocoso y clasificarlo según la siguiente tabla:

Tabla 22: Clasificación del macizo rocoso según el índice Q de Barton (Barton, Lien, & Lunde, 1974).

Rango Q	Macizo Rcoso
0,001 – 0,01	Excepcionalmente pobre
0,01 – 0,1	Extremadamente pobre
0,1 – 1	Muy pobre
1 – 4	Pobre
4 – 10	Regular
10 – 40	Bueno
40 - 100	Muy bueno
100 – 400	Extremadamente bueno
400 - 1000	Excepcionalmente bueno

Donde los valores que toman cada uno de los parámetros para la determinación del índice Q correspondiente al macizo rocoso se determinan a partir del mapeo de afloramientos de la roca y los valores para cada uno de las condiciones son detallados a continuación.

Generalidades

Los valores de Q pueden ser determinados de varia maneras, mediante el mapeo geológico del macizo en excavaciones, en superficie o alternativamente mediante el análisis de testigos de perforación. Siendo el método que entrega valores más correctos el mapeo geológico de excavaciones. Cada uno de los seis parámetros que se ocupan para caracterizar el macizo mediante el índice Q se determinan de acuerdo a la descripción que se encuentra en tablas que serán presentadas en los siguientes apartados.

Durante el mapeo puede ser necesario dividir la excavación en varias secciones para que la variación dentro de cada sección sea moderada, es decir, esta variación no debe exceder la de una clase de roca en la tabla de soportes. El verdadero valor de Q solo se puede observar en la excavación en sí, los valores de Q determinados de otra forma pueden ser inciertos ya que el número de discontinuidades puede subestimarse a partir de los testigos de perforación y la estimación de los parámetros J_w y SRF pueden ser engorrosas sin observaciones reales del sitio. Desde mapeos en superficie la determinación del parámetro J_a puede ser incierto ya que el relleno de la discontinuidad puede ser lavado en superficie y otros parámetros de la discontinuidad puede ser difíciles de observar.

Finalmente el valor de Q varía entre 0,001 y 1000 como se puede observar en la Tabla 22 pero se debe tener en cuenta que es posible obtener valores más altos y valores ligeramente más bajos mediante la combinación extrema de ciertos parámetros. En estos casos extraños se pueden ocupar los valores extremos para la determinación del soporte.

Rock Quality Designation

El RQD fue definido por Deere en 1963 y estaba destinado a ser utilizado como un sistema de clasificación simple para la estabilidad de macizos rocoso. Mediante el valor de RQD se definen cinco clases de macizos rocosos como fue visto con anterioridad, esto se puede observar en la Tabla 4.

Si se usa el valor de 0 en la fórmula de Q dará un valor de 0, por lo tanto para aquellos valores de RQD entre 0 y 10 se incrementa a 1 el cálculo del valor de Q. En una abertura subterránea o caverna es posible determinar el RQD se forma tridimensional del macizo rocoso, donde el valor del RQD se estima a partir del número de uniones dentro de un metro cubico, donde el RQD queda definido según la siguiente formula, donde J_v es el número de uniones por metro cubico (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).

$$RQD = 110 - 2,5J_v \quad \text{Ecuación 8}$$

Según la formula anterior el número de uniones por metro cubico para cada clase de RQD se muestra en la Tabla 23, se debe considerar tomar varias mediciones de RQD a lo largo de las superficies en diferentes orientaciones, si es posible perpendicular entre sí, de este modo el valor medio puede ser entonces utilizado para el cálculo de Q.

Tabla 23: Valores de RQD según Jv (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).

Clase	Clasificación	Jv	RQD
A	Muy pobre	>27	0 – 25
B	Pobre	20 – 27	25 – 50
C	Regular	13 – 19	50 – 75
D	Buena	8 – 12	75 – 90
E	Excelente	0 - 7	90 - 100

En una exposición de la roca en superficie puede ser difícil obtener valores correctos del RQD. De igual modo si una exposición constituye solo una cara plana, puede ser difícil determinar el espaciamiento de las juntas paralelas o subparalelas a esta superficie.

Numero de discontinuidades (Jn)

La forma y el tamaño de los bloques del macizo rocoso dependen de la geometría de la unión de las discontinuidades. Las discontinuidades dentro de una familia de discontinuidades serán casi paralelas entre si y mostraran un espaciado característico. En el caso que las discontinuidades no se presentan sistemáticamente o que tiene un espaciamiento de varios metros se denominan uniones aleatorias.

Al estudiar la forma de los bloques en el macizo rocoso las direcciones de las discontinuidades se hace evidente. En la Tabla 24 se observan los valores de los parámetros de Jn según el número de familias de discontinuidades y discontinuidades aleatorias presentes en el macizo.

Tabla 24: valores para el Jn, Q Barton (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).

Discontinuidades presentes	Jn
Masivo, sin o pocas discontinuidades	0,5 – 1
Un conjunto de discontinuidades	2
Un conjunto de discontinuidades más uniones aleatorias	3
Dos conjuntos de discontinuidades	4
Dos conjuntos de discontinuidades más uniones aleatorias	6
Tres conjuntos de discontinuidades	9
Tres conjuntos de discontinuidades más uniones aleatorias	12
Cuatro o más conjuntos de discontinuidades más uniones aleatorias	15
Roca triturada como tierra	20

En una apertura subterránea los conjuntos de discontinuidades generalmente son fáciles de identificar. Si los conjuntos de unión son difíciles de identificar directamente la orientación de un número de discontinuidades se puede trazar en una red estereográfica, donde las diferentes direcciones de las articulaciones se producirán como concentraciones en el estereograma. Si el espaciamiento de las discontinuidades generalmente es mayor que el tramo o la altura de la excavación los bloques formados por ellas serán demasiado grandes para caerse y las discontinuidades se deben considerar como aleatorias. Al calcular el valor de J_n es muy importante considerar solo las discontinuidades que se producen en la misma ubicación y forman bloques definidos.

Longitud de la discontinuidad

La longitud de las discontinuidades no afecta de manera directa el valor del índice Q , pero tiene importancia para la estabilidad de la apertura. Las discontinuidades con una longitud considerable que se cruzan con toda la sección transversal de una abertura generalmente serán más importantes para la estabilidad que las discontinuidades cortas, las cuales a menudo denominadas grietas pueden tener cierta importancia localmente, es decir, en la estabilidad de determinados bloques por lo cual deben ser consideradas.

Grado de unión (RQD/J_n)

La fracción RQD/J_n representa el tamaño de bloque relativo en el macizo rocoso, además de RQD y J_n también resulta útil tomar notas del tamaño real y la forma de los bloques y la frecuencia de las discontinuidades. EL cociente RQD/J_n que representa la estructura del macizo tiene dos valores extremos ($100/0,5$ y $10/20$) que difieren en un factor de 400.

Rugosidad de la discontinuidad (J_r)

La fricción de las discontinuidades depende de la naturaleza de las superficies de la pared que define la discontinuidad, si son onduladas, planas rugosas o lisas. La descripción de esto se basa en dos escalas:

1. Los términos Ough, smooth y slickenside se refiere a estructuras pequeñas, en una escala de centímetros o milímetros. Esto se evalúa pasando el dedo a lo largo de la pared de la discontinuidad, donde se sentirán asperezas pequeña escala.
2. La rugosidad a gran escala se mide en una escala de decímetros a metros y se miden colocando una regla de un metro de largo en la superficie de la discontinuidad para determinar la amplitud de la rugosidad, usando el término escalonado, ondulado y plano.

Tabla 25: Índice de rugosidad según características de las paredes de la discontinuidad, Q Barton (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).

Categoría	Descripción	Jr
A	Juntas discontinuas	4
B	Áspero o irregular, ondulado	3
C	Suave, ondulado	2
D	Cementado, ondulado	1,5
E	Áspero o irregular, plano	1,5
F	Suave, plano	1
G	Cementado, plano	0,5

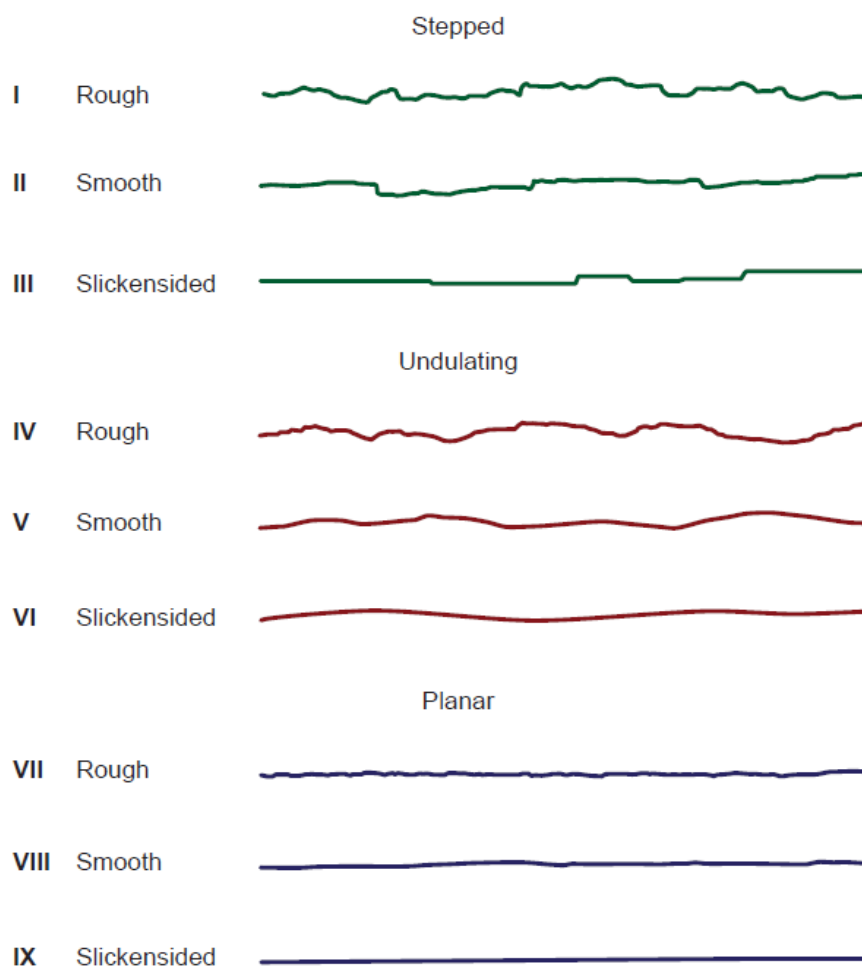


Ilustración 25: Perfiles de rugosidad para determinar Jr, Q Barton (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).

El número de rugosidad de la discontinuidad se determina a través de los valores mostrados en la Tabla 25 para lo cual en la Ilustración 25 se muestran los perfiles de cada una de las clases de rugosidades las discontinuidades del macizo.

Todas las familias de discontinuidades de un lugar se deben evaluar respecto a J_r . Al calcular el valor de Q , se debe utilizar el valor de J_r de discontinuidad más desfavorable con respecto a la estabilidad de la excavación, es decir, usar el J_r de la familia de discontinuidades donde la falla por corte es más probable de ocurrir.

Relleno de la discontinuidad

Al determinar la ponderación por rugosidad de la discontinuidad (J_r) es necesario considerar el relleno de la discontinuidad. Si el relleno consiste en un mineral blando o un material de roca triturada que evita el contacto de la pared de roca durante la deformación por corte (categoría C Tabla 26), la rugosidad ya no es significativa. De este modo las propiedades del rellenos mineral serán decisivas para la fricción y $J_r = 1$ se usa en estos casos. Si el relleno de la discontinuidad es tan delgado que el contacto con la pared de roca ocurrirá antes de diez centímetros de deformación por corte (categoría B Tabla 26) se usa el mismo número de rugosidad (J_r) para juntas sin relleno (categoría A Tabla 26).

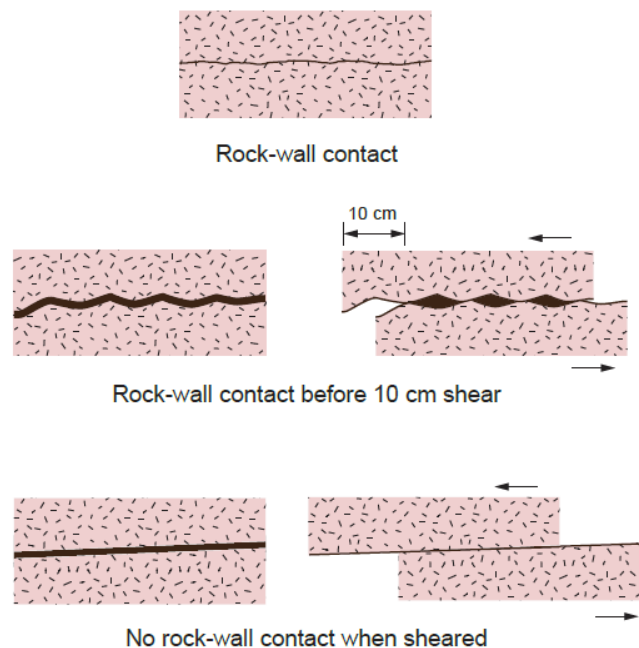


Ilustración 26: Discontinuidades con y sin contacto dependiendo del grosor del relleno (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).

El espesor del relleno de la discontinuidad necesario para evitar el contacto de la pared de roca durante la deformación por corte depende de la rugosidad que esta presenta. Para discontinuidades onduladas y ásperas es necesario un relleno más grueso que para discontinuidades planas y lisas. Para entender de mejor manera la importancia del grosor del relleno que logra evitar el contacto entre las caras se ilustra el siguiente esquema:

En los casos en que las zonas de debilidad o relleno de las discontinuidades son lo suficientemente gruesas para evitar el contacto con la pared de la roca durante la falla por corte el valor de J_r siempre es 1.

Orientación de la discontinuidad

La superficie de la discontinuidad a veces puede presentar una orientación tal que la rugosidad que esta presenta puede parecer plana en una dirección y ondulada en otra, en este caso, el numero relacionado con la rugosidad (J_r) se debe determinar a lo largo de la dirección donde es más probable que se produzca el deslizamiento.

Macizos sin discontinuidades

Se puede dar el caso de macizos rocosos que casi no presentan discontinuidades, en estos casos el J_r usualmente toma el valor de 4. Para rocas blandas sin discontinuidades el valor de J_r debe ser de 1 si el macizo se puede clasificar como suelo (resistencia a la compresión menor a 0,25 MPa). Para rocas muy blandas más fuertes que la definición de suelo y que no presentan discontinuidades el valor de J_r puede ser irrelevante y la deformación del material puede depender de la relación entre la fuerza y el estrés. El factor SRF puede ser más relevante para describir esta situación.

Alteración de las discontinuidades (J_a)

Como se ha mencionado anteriormente además de la rugosidad que presenta la discontinuidad, el relleno que presenta la discontinuidad es importante para la fricción de esta. Para considerar el relleno del conjunto de discontinuidades es importante tener en cuenta dos factores, el espesor y la fuerza del relleno, factores que dependen directamente de la composición del mineral de relleno. En la determinación de un factor de alteración de las discontinuidades el relleno del conjunto se puede dividir en tres categorías según el grosor y el grado de contacto de la pared de roca.

Tabla 26: Valores de Ja, Q Barton (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).

Descripción	Orientación	Ja
A) Contacto de pared de roca (sin relleno, solo revestimientos)		
Relleno herméticamente cerrado, duro, no ablandante e impermeable.		0,75
Pared de la discontinuidad inalterada, solo manchas en la superficie.	25 - 35°	1
Pared de la discontinuidad ligeramente alterada. Revestimiento minerales no suavizantes.	25 - 30°	2
Revestimiento de arcilla arenosa.	20 - 25°	3
Revestimiento de minerales de arcilla suavizantes o de baja fricción.	8 - 16°	4
B) Contacto con la pared de roca antes de una cizalladura de 10 cm (rellenos delgados)		
Partículas arenosas, rocas desintegradas sin arcilla.	25 - 30°	4
Fuertemente sobre consolidado, no suavizante, mineral de arcilla.	16 - 24°	6
Relleno de mineral de arcilla, de ablandamiento medio o bajo.	12 - 16°	8
Adiciones de arcilla expansiva. Menor a 5 mm de espesor.	6 - 12°	8 - 12
C) No hay contacto con la pared de corte en la falla por corte.		
Zonas de roca triturada o desintegrada.	16 - 24°	6
Zonas de arcilla, roca desintegrada o triturada.	12 - 16°	8
Zonas de arcilla, rocas desintegrada o triturada. Arcilla hinchada.	6 - 12°	8 - 12
Zonas continuas gruesas o bandas de arcilla.	12 - 16°	10
Zonas gruesas y continuas de arcilla.	12 - 16°	13
Zonas gruesas y continuas de arcilla. Arcilla hinchada.	6 - 12°	13 - 20

La clasificación en diferentes categorías depende tanto de la rugosidad como del espesor del relleno. Para juntas lisas, un milímetro de llenado puede ser suficiente para evitar el contacto con la pared de roca, sin embargo para discontinuidades ásperas y onduladas se puede requerir de varios milímetros o centímetros. Dentro de cada una de las categorías el valor de Ja se evalúa en función de las características del relleno de mineral de acuerdo a la Tabla 26.

Al determinar el valor de Q se debe usar el valor de Ja para el conjunto de discontinuidades más desfavorable con respecto a la estabilidad de la excavación, es decir, el conjunto de uniones donde es más probable que se produzca la falla por corte.

Tipo de mineral de relleno

El tipo de mineral de relleno y sus característicos son importantes para la variación del valor de Ja. Si la presencia de agua genera un ablandamiento o no en el relleno de mineral es importante, esto puede analizarse colocando una muestra de mineral en agua. En algunos tipos de arcilla solo es necesario

pequeñas cantidades de agua para causar que estas se hinchen, en estos casos generalmente se da un valor alto de J_a independiente de la situación del agua donde abunda la arcilla expansiva.

De esta forma el valor de J_a depende del tipo de mineral de arcilla en el relleno de la discontinuidades. La hinchazón de la arcilla es desfavorable para la estabilidad, por ello puede ser necesario un análisis del relleno, lo cual se puede llevar a cabo utilizando pruebas de laboratorio o por difracción de rayos X.

Fricción de la discontinuidad (J_r/J_a).

La función $\tan^{-1}(J_r/J_a)$ es una aproximación razonable del ángulo de fricción que se podría esperar para las diversas combinaciones de rugosidad de la pared y el material de relleno de las discontinuidades.

Se espera que para las discontinuidades ásperas, onduladas e inalteradas con contacto de pared (categoría A del J_a) se dilaten fuertemente cuando se corten y por ello serán especialmente favorables para la estabilidad de la excavación. Cuando las discontinuidades tienen revestimientos y rellenos de minerales de arcilla delgada (categoría B del J_a) la resistencia al corte se reduce significativamente. El contacto renovado de la pared de roca después del desplazamiento por cizalladura será un factor muy importante para preservar la excavación de la falla final. Si no aparece ningún contacto con la pared de roca durante la falla por corte (categoría C del J_a), esto será desfavorable para la estabilidad de la excavación.

La resistencia al corte depende del estrés efectivo sobre la discontinuidad, el cual está influenciado por la presencia de agua y presión de agua, sin embargo, el número de alteración de la discontinuidad (J_a) no considera la presencia de agua.

Factor de reducción por agua (J_w)

Como fue mencionado anteriormente la presencia de agua en las discontinuidades puede ablandar o lavar el relleno mineral presente y de ese modo reducir la fricción entre los planos de la discontinuidad. Por otro lado la presión del agua puede reducir la tensión normal en las paredes de la junta y hacer que los bloques fallen por corte con mayor facilidad.

Para determinar el factor de reducción de la discontinuidad por la presencia de agua se debe considerar la entrada y la presión de agua que se observa en la abertura. Para determinar el valor del factor se utiliza la Tabla 27, donde los valores más bajos de J_w ($J_w < 0,2$) presentan grandes problemas de estabilidad.

Tabla 27: Valores para el factor de reducción por agua J_w , Q Barton (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).

Clase	Descripción	J_w
A	Excavaciones secas o flujos menores (húmedas o algunas gotas).	1,0
B	Flujo mediano, eliminación ocasional de empastes (mucho goteo).	0,66
C	Flujo de chorro o alta presión en la roca competente con uniones sin carga.	0,5
D	Flujo grande o alta presión, flujo considerable de empaste de las juntas.	0,33
E	Presión de agua excepcionalmente alta que decae en el tiempo.	0,2 – 0,1
F	Entrada de agua excepcionalmente alta que no decae con el tiempo.	0,1 – 0,05

Es importante considerar que los factores de clase C a la F son estimaciones brutas, donde aumenta el J_w si se drena la roca. Por otro lado los problemas especiales causados por la formación de hielo no se consideran en esta tabla.

Cambio en el flujo de agua

El flujo de agua se observa en las aberturas y cavernas subterráneas, sin embargo, este puede ser difícil de observar o medir cuantitativamente. El macizo rocoso circundante puede drenarse sin presentar un flujo visible durante un tiempo después de la excavación.

En una excavación subterránea cerca de la superficie el flujo de agua puede variar según las estaciones del año y la cantidad de precipitaciones que se presentan, donde el flujo de agua puede aumentar en los periodos con altas precipitaciones y disminuir en las temporadas secas o en temporadas con condiciones de hielo. Estas situaciones deben tenerse en cuenta al determinar el factor de reducción por agua (J_w).

En algunos casos la caverna subterránea se puede encontrar seca justo después de desarrollada la excavación pero el flujo de entrada se desarrollará con el tiempo, mientras que en otros casos el flujo de entrada grande justo después de realizada la excavación puede disminuir con el paso del tiempo.

Para distinguir entre los valores de J_w 1 y 0,66 se puede aplicar los siguientes criterios:

- $J_w = 1$ para gotas independientes de agua que gotean en un área limitada de la excavación
- $J_w = 0,66$ para un chorrito o pequeños chorros de agua en un área concentrada o goteo frecuente en un área amplia.
- Si sale un chorro de agua concentrado de un agujero de perforación, $J_w=0,66$.

Factor de reducción por estrés (SRF)

El SRF por sus siglas en ingles de “*stress reduction factor*” describe la relación entre el estrés y la resistencia del macizo alrededor de una caverna subterránea. Los efectos provocados por las tensiones se pueden observar en las cavernas subterráneas como desprendimientos, deformación, compresión, dilatación y liberación de bloques de roca, sin embargo, puede pasar un tiempo antes de que estos fenómenos sean visibles.

Es posible medir las tensiones y la resistencia de la masa rocosa, el SRF puede calcularse a partir de la relación entre la resistencia a la compresión uniaxial de la roca (σ_c) y el esfuerzo principal mayor (σ_1) o la relación entre el esfuerzo tangencial mayor (σ_θ) y la resistencia a la compresión uniaxial del macizo rocoso (σ_c). Durante la fase de planificación de una excavación subterránea se puede estipular el SRF a partir de la sobrecarga y las características topográficas.

Mientras inmediatamente luego de realizada la excavación se puede producir desprendimientos intensos y estallidos de roca, las deformaciones más lenta como el crecimiento de nuevas discontinuidades o la deformación plástica del macizo rocoso puede tardar varios días, semanas o meses luego de realizada la excavación. En estos casos el SRF determinado por el mapeo de la excavación inmediatamente luego de la excavación puede ser incorrecto.

Para determinar el SRF primero se debe determinar la categoría a la cual pertenece el macizo según la Tabla 28. La situación de estrés en que se encuentra la excavación se puede clasificar en cuatro categorías según la Tabla 28 las cuales se pueden caracterizar según:

- a) Zonas de debilidad que se cruzan con la cavidad subterránea las que pueden ser capaces de transferir tensiones en el macizo rocoso circundante.
- b) Macizo rocoso con problemas de estabilidad por altas tensiones o falta de tensiones.
- c) Rocas incompetentes con deformación plástica por la influencia de tensiones en la roca moderadas o altas.
- d) Hinchazón en la roca por presencia de agua.

Tabla 28: Clasificación SRF para macizo rocoso, Q Barton (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).

Clase	Descripción			SRF
a) Zonas débiles expuestas por la abertura subterránea, esto puede causar el aflojamiento del macizo rocoso.				
A	Múltiples ocurrencias de zonas débiles en una sección corta la cual contiene arcilla o roca circundante muy suelta desintegrada (cualquier profundidad) o secciones largas con roca incompetente.			10
B	Múltiples zonas de corte dentro de una sección corta de roca competente libre de arcilla con roca circundante suelta (cualquier profundidad).			7,5
C	Zonas individuales débiles con o sin arcilla o roca química desintegrada (profundidad < 50 metros).			5
D	Discontinuidades sueltas y abiertas, fuertemente articuladas (cualquier profundidad).			5
E	Zonas individuales débiles con o sin arcilla o roca desintegrada (profundidad > 50 metros)			2,5
b) Roca competente masiva, problemas de estrés.		σ_c/σ_1	σ_θ/σ_c	SRF
F	Bajo estrés, cercano a superficie, discontinuidades abiertas.	>200	<0,01	2,5
G	Estrés medio, condición de estrés favorable.	200 – 10	0,01 – 0,3	1
H	Estrés alto, estructura comprimida.	10 – 5	0,3 – 0,4	0,5 - 2
J	Desprendimiento moderado o derrumbes después de una hora.	5 – 3	0,5 – 0,65	5 - 50
K	Desprendimiento o estallidos de roca después de unos minutos.	3 – 2	0,65 – 1	50 - 200
L	Explosión de roca y deformación dinámica inmediata del macizo.	<2	>1	200 - 400
c) Deformación plástica en roca incompetente bajo la influencia de altas presiones.			σ_θ/σ_c	SRF
M	Presión aplicada suave.		1 – 5	5 – 10
N	Presión aplicada fuerte.		>5	10 – 20
d) Hinchazón de la roca producto de la presencia de agua.				SRF
O	Leve hinchazón de la roca.			5 – 10
P	Fuerte hinchazón de la roca.			10 - 15

Es importante considerar las siguientes observaciones al momento de determinar el valor del SRF según la tabla anterior:

- Para las excavaciones que exponen zonas débiles del macizo (a) se debe reducir el valor del SRF en un 25-50% el valor del SRF si las zonas débiles solo influyen pero no se cruzan con la apertura subterránea.
- Cuando se presentan acciones de estrés (b) si $5 < \sigma_1/\sigma_3 < 10$ reducir el σ_c a $0,75\sigma_c$. Si $\sigma_1/\sigma_3 > 10$ reducir el σ_c a $0,5\sigma_c$. Donde σ_c corresponde a la fuerza de compresión no confinada, σ_1 y σ_3 corresponden a los esfuerzos principales mayor y menor respectivamente.
- Además en estos casos, cuanto la profundidad de la corona bajo la superficie es menor que el largo de la excavación se sugiere un aumento del SRF de 2,5 a 5.

Zonas de debilidad que se cruzan con la apertura subterránea (Clase a)

Es importante considerar que una zona de debilidad en el macizo se considera como una zona que esta intensamente interceptada por discontinuidades o químicamente alterada y por ellos es roca sustancialmente más débil que la roca circundante. Las dimensiones de las zonas de debilidad varían de decímetros a cientos de metros para casos extremos, donde las zonas de debilidad que se presentan con mayor frecuencia son:

- Zonas de corte, zonas de falla donde el macizo rocoso esta intensamente foliada o triturada en pedazos más pequeños pudiendo contener arcilla.
- Zonas de arcilla con roca desintegrada y alterada o capas minerales débiles sin cizallamiento.

Alrededor de una zona de debilidad puede ocurrir localmente una situación de estrés, siendo necesario incrementar el valor del SRF para describir la situación de estabilidad. Por otro lado si la zona de debilidad es tan débil que las tensiones no pueden transferirse a través de ella, se puede producir una concentración de tensión en un lado de la zona y se puede producir una liberación de estrés al otro lado. En situaciones de bajo estrés, la zona de debilidad generalmente causara anomalías de estrés en la zonas misma y en un área limitada a su alrededor.

Para detectar si las rocas están destensadas o no, el macizo se puede golpear con un martillo, si se produce un sonido hueco por el golpe y se aflojan con facilidad pequeños bloques se puede considerar que la roca esta destensada y se puede determinar un valor de SRF mayor a uno.

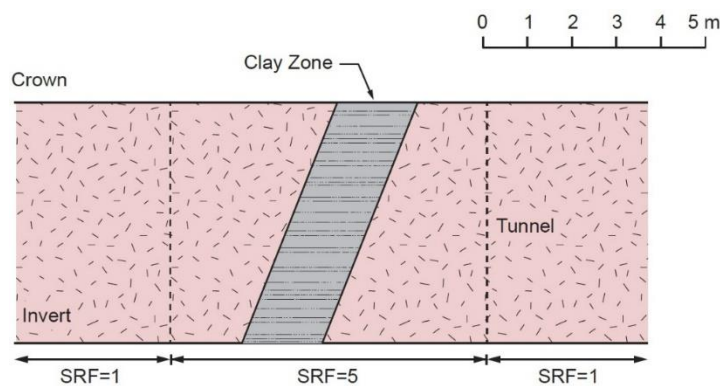


Ilustración 27: Esquema de una zona de debilidad y su influencia en la roca continua (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).

En la ilustración anterior es posible visualizar una zona de debilidad, correspondiente a una abertura subterránea que cruza con una zona llena de arcilla. Dentro de una zona cercada a la arcilla generalmente hay una situación de estrés anómalo, para estos casos se debe usar un valor de SRF de 5 para un área que consta de una zona de debilidad y su entorno inmediato. La zona que debe recibir dicho valor de SRF queda determinado por la calidad del macizo rocoso fuera de la zona de debilidad.

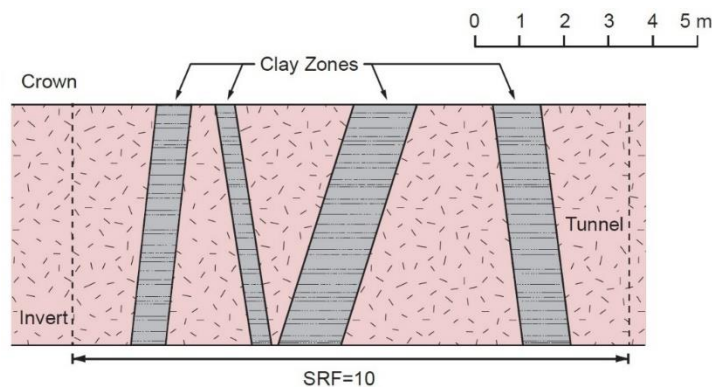


Ilustración 28: Esquema de varias zonas de debilidad y su influencia en la roca continua (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).

Por otro lado en la Ilustración 28 se pueden visualizar varias zonas de debilidad rellenas de arcilla que se cruzan con la excavación subterránea. Para estos casos se debe usar un valor de SRF de 10 para esta sección en particular considerando la zona que la arcilla afecta.

Macizos competentes con problemas de estrés (clase b)

La relación que existe entre la resistencia de la roca y el estrés al cual esta se enfrenta es decisivo para determinar el valor del SRF para los macizos de categoría “b”. Las tensiones moderadas generalmente son las más favorables para la estabilidad y en dichos casos el SRF se determina como 1, mientras que

las tensiones horizontales moderadamente altas pueden ser favorables para la corana de las galerías excavadas pudiendo ocupar en algunos casos un SRF de 0,5.

Las tensiones bajas las cuales se presentan principalmente cuando la excavación subterránea tienen poca profundidad, es decir una pequeña sobrecarga de roca, pueden resultar en una estabilidad reducida debido a la dilatación, en estos casos el SRF será de 2,5 o incluso 5 cuando el espacio de la abertura subterránea sea más grande que la sobrecarga de la roca. Estas bajas tensiones que causan la inestabilidad también pueden aparecer al generar excavaciones cerca de otras aberturas subterráneas.

En un ambiente de altos esfuerzos presentes el desprendimiento y el estallido de roca pueden ocurrir y valores de SRF de hasta 400 se pueden utilizar en situaciones extremas. La intensidad de los problemas productos de los altos esfuerzos y que tan rápido estos se presentan luego de realizada la excavación son decisivos para determinar el valor de SRF. Para los casos en que el SRF sea mayor a 50 puede ser necesario apoyar la superficie de trabajo antes de comenzar una nueva ronda de excavación.

Las altas tensiones que provocan desprendimiento inmediato y estallido de rocas generalmente también dan como resultado una deformación del macizo rocoso al largo plazo pudiendo generar el desarrollo de nuevas grietas en el macizo durante un tiempo hasta que se logre la nueva estabilidad. Por otro lado una situación de estrés anisótropo será desfavorable si las tensiones son altas y determinados sectores de la galería son expuestos a problemas de estabilidad inducidos por el estrés.

EN muchos casos el estrés que afecta la roca es inducido por valles altos que producen altas tensiones principales, alto estrés tangencial y tensión anisotrópicas como se puede ver en la Ilustración 29, donde la altura de las laderas sobre el nivel de la excavación en comparación con la resistencia a la compresión de la roca puede ser una buena herramienta para estimar el SRF.

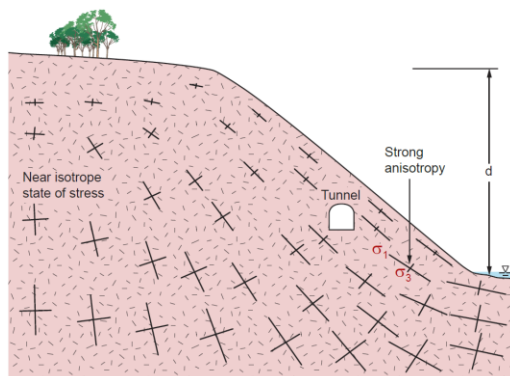


Ilustración 29: Esquema de un valle alto con altos niveles de estrés anisotrópico (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).

Macizos con deformación (Clase c)

En estos casos el macizo rocoso presenta algún tipo de deformación plástica producto de la influencia de altas tensiones a la roca. Esto ocurre en rocas blancas o rocas trituradas cuando las tensiones a las que son sometidas exceden la resistencia del macizo. En rocas muy blandas que presenten pocas o ninguna discontinuidad la estabilidad depende de la relación entre la resistencia a la compresión de la roca y las tensiones aplicadas, siendo los parámetros de Q difíciles de decidir. En dichos casos el sistema Q de Barton puede no dar una descripción satisfactoria de la situación de estabilidad y otros métodos como mediciones de deformación y/o la modelación numérica para el diseño de soporte se pueden usar adicionalmente.

Macizos con hinchamiento por agua (Clase d)

La hinchazón es un proceso químico producto del contenido de agua en la roca que contienen minerales con propiedades de hinchamiento. La cantidad y calidad de los minerales hinchables es importante para este proceso y para la presión de hinchamiento. Puede ser necesario la realización de pruebas de laboratorio para determinar la presión de hinchamiento como base para determinar el valor del SRF. Se debe tener en cuenta que en muchas excavaciones subterráneas la hinchazón puede ocurrir mucho tiempo después de la excavación debido a la absorción de humedad en el ambiente.

3.3.6 GEOLOGICAL STRENGTH INDEX (GSI)

EL índice de fuerza geológica (GSI) introducido por Hoek (1994), Hoek et al (1995) y Hoek y Brown (1998) proporciona una metodología para estimar la reducción en la resistencia del macizo rocoso para diferentes condiciones geológicas, identificadas por observaciones in situ. La caracterización se realiza de forma directa y se basa en la impresión visual de la estructura de la roca, en términos de bloques y condiciones superficiales de las discontinuidades, en especial rugosidad y alteración. Estos parámetros proporciona una base práctica para describir una amplia gama de macizo rocoso, con una estructura diversificada de rocas que van desde fuertes fragmentos de roca fuertemente entrelazados hasta masas de rocas muy trituradas.

Este enfoque es ideal para situaciones en que el comportamiento del macizo rocoso es relativamente simple, por ejemplo para RMR entre 20 y 70 y niveles moderados de esfuerzos, donde el deslizamiento y rotación de la roca intacta controlan esencialmente el proceso de falla. Las herramientas numéricas disponibles permiten al diseñador del túnel analizar los procesos de fallas progresivas y el soporte necesarios para mantener el túnel estable. Sin embargo, estas herramientas requieren de información de entrada confiable sobre las características de resistencia y deformación del macizo rocoso que rodea la

obra subterránea. Como es prácticamente imposible determinar esta información mediante pruebas in situ, excepto en el análisis de túneles ya construidos, se diseña una metodología para estimar las propiedades del macizo rocoso a partir de las propiedades de la roca intacta y las características de las discontinuidades presentes, de este modo se desarrolló el criterio de falla del macizo rocoso (Hoek, Carranza, & Corkum, 2002).

En resumen, el sistema de caracterización del macizo rocoso GSI se encarga de determinar las propiedades del macizo rocoso, en base a lo que se puede observar en terreno o testigos de perforación, clasificándolo según las características descritas en las siguientes tablas:

Tabla 29: Estimación GSI para macizos rocosos heterogéneos (Marinos, Marinos, & Hoek, 2005).

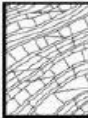
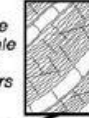
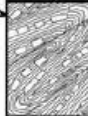
GSI FOR HETEROGENEOUS ROCK MASSES SUCH AS FLYSCH (Marinos.P and Hoek. E, 2000)		SURFACE CONDITIONS OF DISCONTINUITIES (Predominantly bedding planes)		COMPOSITION AND STRUCTURE	
From a description of the lithology, structure and surface conditions (particularly of the bedding planes), choose a box in the chart. Locate the position in the box that corresponds to the condition of the discontinuities and estimate the average value of GSI from the contours. Do not attempt to be too precise. Quoting a range from 33 to 37 is more realistic than giving GSI = 35. Note that the Hoek-Brown criterion does not apply to structurally controlled failures. Where unfavourably oriented continuous weak planar discontinuities are present, these will dominate the behaviour of the rock mass. The strength of some rock masses is reduced by the presence of groundwater and this can be allowed for by a slight shift to the right in the columns for fair, poor and very poor conditions. Water pressure does not change the value of GSI and it is dealt with by using effective stress analysis.					
COMPOSITION AND STRUCTURE					
	A. Thick bedded, very blocky sandstone The effect of pelitic coatings on the bedding planes is minimized by the confinement of the rock mass. In shallow tunnels or slopes these bedding planes may cause structurally controlled instability.	70	60	A	
	B. Sandstone with thin inter-layers of siltstone		50	B	
	C. Sandstone and siltstone in similar amounts			C	
	D. Siltstone or silty shale with sandstone layers			D	
	E. Weak siltstone or clayey shale with sandstone layers				E
C, D, E and G - may be more or less folded than illustrated but this does not change the strength. Tectonic deformation, faulting and loss of continuity moves these categories to F and H.					
	F. Tectonically deformed, intensively folded/faulted, sheared clayey shale or siltstone with broken and deformed sandstone layers forming an almost chaotic structure				
	G. Undisturbed silty or clayey shale with or without a few very thin sandstone layers				
	H. Tectonically deformed silty or clayey shale forming a chaotic structure with pockets of clay. Thin layers of sandstone are transformed into small rock pieces.				
					</

Tabla 30: Estimación de GSI a partir de las observaciones geológicas (Marinos et al., 2005).

GEOLOGICAL STRENGTH INDEX FOR JOINTED ROCKS (Hoek and Marinos, 2000) From the lithology, structure and surface conditions of the discontinuities, estimate the average value of GSI. Do not try to be too precise. Quoting a range from 33 to 37 is more realistic than stating that GSI = 35. Note that the table does not apply to structurally controlled failures. Where weak planar structural planes are present in an unfavourable orientation with respect to the excavation face, these will dominate the rock mass behaviour. The shear strength of surfaces in rocks that are prone to deterioration as a result of changes in moisture content will be reduced if water is present. When working with rocks in the fair to very poor categories, a shift to the right may be made for wet conditions. Water pressure is dealt with by effective stress analysis.		SURFACE CONDITIONS				
STRUCTURE		VERY GOOD Very rough, fresh unweathered surfaces	GOOD Rough, slightly weathered, iron stained surfaces	FAIR Smooth, moderately weathered and altered surfaces	POOR Slickensided, highly weathered surfaces with compact coatings or fillings or angular fragments	VERY POOR Slickensided, highly weathered surfaces with soft clay coatings or fillings
		DECREASING SURFACE QUALITY →				
	INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities	90	80	70	N/A	N/A
	BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets	80	70	60	50	40
	VERY BLOCKY - interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets	70	60	50	40	30
	BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity	60	50	40	30	20
	DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces	50	40	30	20	10
	LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes	N/A	N/A	10		
		← DECREASING INTERLOCKING OF ROCK PIECES				

GSI historia y desarrollo

Hoek y Brown reconocieron que un criterio de falla del macizo rocoso no tendría ningún valor práctico a menos que se pudiera relacionar con observaciones geológicas que se puedan realizar de manera rápida por un geólogo o ingeniero in situ en el campo. Consideraron desarrollar un nuevo sistema de clasificación en la década de 1970, pero pronto abandonaron la idea conformándose con el sistema RMR

mencionado anteriormente. Se aprecia que el sistema RMR y el sistema Q de Barton se desarrollaron para la estimación de la excavación subterránea y el soporte necesario, incluyendo parámetros que no son necesarios para la estimación de las propiedades propias del macizo rocoso. Donde los parámetros de agua subterránea y orientación de estructuras en el RMR y los parámetros de estrés y agua subterránea del Q de Barton tratan explícitamente un análisis numérico de esfuerzos efectivos y la incorporación de estos parámetros en los resultados de estimación de las propiedades del macizo rocoso es inapropiado (Marinos et al., 2005).

Se recomendó ocupar solo los primeros cuatro parámetros del sistema RMR (resistencia de la roca intacta IRS, RQD, espaciamiento JS y condición de discontinuidades JC) se utilicen para la estimación de las propiedades del macizo rocoso. Esto funcionó bien para los macizos rocosos de calidad razonable, con un índice RMR de 30 hasta 70 bajo condiciones de esfuerzos moderados.

Luego se hizo evidente que el sistema RMR era difícil de aplicar a macizos rocosos de muy baja calidad. Tanto la clasificación RMR como la Q incluyen y dependen en gran medida de las clasificaciones RQD introducidas por Deere (1964). El RQD en la mayoría de las rocas débiles es esencialmente cero o insignificante, se hizo necesario considerar un sistema de clasificación alternativo. El sistema requerido no incluiría el RQD en su clasificación, podría mayor énfasis en observaciones geológicas básicas de las características del macizo, el material, su estructura e historia geológica, desarrollado específicamente para la estimación de las propiedades del macizo más que para el esfuerzo del túnel y fortificación.

Esta nueva clasificación, denominada Geological Strength Index (GSI) de inicia en Toronto con la contribución de ingeniería geológica de David Wood (Hoek et al., 1992). El índice y su uso para el criterio de falla de Hoek & Brown fue desarrollado por Hoek (1994), Hoek et al (1995) y Hoek & Brown (1997) donde todavía era un sistema desarrollado principalmente para roca dura equivalente al RMR. En 1998 Ever Hoek y Paul Marinos, trabajan con materiales altamente complejos en un túnel en Grecia, desarrollando el sistema GSI hasta su forma actual, para poder incluir rocas de baja calidad y macizos rocosos heterogéneos.

Funciones del GSI

El principal objetivo de la clasificación GSI es realizar una descripción geológica de ingeniería cuidadosa del macizo rocoso esencialmente cualitativa, teniendo en cuenta que sistemas como el RMR y Q quedan sin sentido para macizos rocosos débiles o heterogéneos (Marinos et al., 2005).

El índice se basa en una evaluación de la litología, estructuras y condición de las superficies de las discontinuidades presentes en el macizo rocoso, estimado a partir de un examen visual del macizo expuesto en excavaciones o testigos de perforación. El GSI considera los dos parámetros fundamentales para describir el proceso geológico, los bloques de masa de roca y la condición que presentan las discontinuidades.

El GSI se basa en la suposición que el macizo rocoso contiene un número suficiente de discontinuidades orientadas aleatoriamente, de manera que se comporta como una masa isotrópica. Donde el comportamiento del macizo es independiente de la dirección de las cargas aplicadas, por lo tanto, el sistema GSI no debe ser aplicado en macizos de rocas en la que existe una orientación estructural dominante claramente definida.

Proyección GSI al macizo

Los afloramientos de roca, las caras de excavaciones de túneles y los testigos de perforación de pozos son las fuentes comunes para determinar la información para la estimación del valor de GSI correspondiente al macizo rocoso. Pero es necesario proyectar o extrapolar esta información al macizo rocoso que se encuentra detrás.

Los afloramientos son una fuente de dato extremadamente valioso en las etapas iniciales del proyecto. Pero es necesario considerar que todo macizo expuesto a las condiciones del ambiente sufre una relajación superficial y la meteorización puede haber influido significativamente en la apariencia del macizo. Esta desventaja se puede superar mediante la construcción de zanjas de prueba, pero es necesario tener en cuenta que a menos que las excavaciones deben ser de una profundidad considerable para eliminar los efectos de la meteorización profunda.

Las excavaciones y caras del túnel son la fuente de información más confiable para la estimación del GSI, siempre estas excavaciones se encuentren razonablemente cerca y en el mismo macizo rocoso que las estructuras bajo investigación. Para macizos rocosos competentes y duros se debe tener en cuenta el efecto de las excavaciones mecánicas y tronadura realizada para llevar a cabo la obra subterránea.

Los testigos de perforación son la mejor fuente de información en profundidad pero es necesario considerar que se deben extrapolar los datos unidimensionalmente proporcionada al macizo rocoso in situ tridimensional. Múltiples perforaciones y pozos inclinados pueden ser de gran ayuda en la interpretación de las características del macizo rocoso en la profundidad.

Para estructura particularmente sensibles o críticas como cavernas subterráneas la información obtenida de las fuentes antes mencionadas puede no considerarse adecuada, sobre todo si el proyecto avanza más allá de las estas preliminares. En dichos casos se pueden considerar la construcción de pequeños túneles de exploración y de este modo recopilar los datos (Marinos et al., 2005).

Tabla 31: Proyección sugerida para la información de observaciones en afloramientos a profundidad (Marinos et al., 2005).

GEOLOGICAL STRENGTH INDEX FOR JOINTED ROCKS (Hoek and Marinos, 2000) From the lithology, structure and surface conditions of the discontinuities, estimate the average value of GSI. Do not try to be too precise. Quoting a range from 33 to 37 is more realistic than stating that GSI = 35. Note that the table does not apply to structurally controlled failures. Where weak planar structural planes are present in an unfavourable orientation with respect to the excavation face, these will dominate the rock mass behaviour. The shear strength of surfaces in rocks that are prone to deterioration as a result of changes in moisture content will be reduced if water is present. When working with rocks in the fair to very poor categories, a shift to the right may be made for wet conditions. Water pressure is dealt with by effective stress analysis.		SURFACE CONDITIONS				
STRUCTURE		DECREASING SURFACE QUALITY →				
		VERY GOOD Very rough, fresh unweathered surfaces	GOOD Rough, slightly weathered, iron stained surfaces	FAIR Smooth, moderately weathered and altered surfaces	POOR Stickensided, highly weathered surfaces with compact coatings or fillings or angular fragments	VERY POOR Stickensided, highly weathered surfaces with soft clay coatings or fillings
DECREASING INTERLOCKING OF ROCK PIECES ↓						
	INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities	90	80		N/A	N/A
	BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets	70	60			
	VERY BLOCKY - interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets	50	40			
	BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity	30				
	DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces				20	
	LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes	N/A	N/A			10

En la Tabla 31 se puede ver un resumen de algunos de los ajustes discutidos en la evaluación directa anteriormente realizada de las condiciones de profundidad no disponibles, un mayor GSI para permitir observar los efectos de la alteración en superficie se indican en la parte superior, parte en blanco de la tabla. En la parte inferior, sombreada, no es necesario los ajustes ya que el macizo rocoso ya se ha desintegrado o cortado y este daño persiste en la profundidad.

En la Tabla 31 se puede observar la zona blanca, donde se recomienda un desplazamiento hacia la izquierda o derecha y hacia arriba, el cambio debe basarse en el juicio geológico. El área sombreada el desplazamiento es menor o no aplicable, ya que la baja calidad se retiene en profundidad.

Apertura de las discontinuidades

La resistencia y deformación del macizo rocoso como fue mencionado anteriormente tiene directa relación con que tan trabado se encuentran los bloques de roca intacta. Por, ello es de esperar que la apertura de las discontinuidades que definen los bloques tienen una influencia importante sobre las propiedades del macizo.

En el sistema GSI no existe una referencia específica relacionada con las aperturas de las discontinuidades dentro de sus gráficos, por ello se proporciona un factor de perturbación D para el criterio de falla de Hoek-Brown. Este factor varía desde $D=0$ para masas rocosas inalteradas hasta $D=1$ para macizos extremadamente perturbados. Este factor reduce la característica de atascamiento del macizo en base a la abertura de las discontinuidades.

Índice de fuerza geológica a gran profundidad

En rocas duras, a gran profundidad, las presiones por carga litostática hacen que la estructura de la masa rocosa es tan estrecha que el comportamiento del macizo se aproxima al comportamiento de la roca intacta. En estos casos la calificación por GSI se aproxima a 100 y la aplicación del sistema ya no es significativa.

En estos casos, de altas presiones de confinamiento, el proceso de falla del macizo está dominado por la iniciación y propagación de fracturas frágiles las cuales conducen desprendimientos o en casos extremos explosiones de roca. Cuando la perturbación tectónica es importante y persiste con la profundidad, estos comentarios no se aplican y las tablas GSI pueden ser aplicables, pero deben usarse con precaución.

Discontinuidades con relleno

Las tablas del sistema GSI se pueden usar para estimar las características del macizo rocoso con discontinuidades que presentan relleno, utilizando las descripciones de la columna de condiciones de discontinuidades pobres o malas. Por otro lado si el material de relleno es sistemático y grueso o las zonas de corte se encuentran con un material arcilloso, se recomienda los usos de la tabla GSI para macizos rocosos heterogéneos.

La influencia del agua

La presencia de agua en el macizo rocoso o en sus discontinuidades reduce la resistencia al cizallamiento de la masa. Esto también afecta aquellos tipos de rellenos que son propensos a deterioro por presencia de agua. Esto afecta principalmente a las masas categorizadas con discontinuidades regulares a muy pobres, realizando un cambio a la derecha para las condiciones húmedas, como indica la siguiente tabla.

Tabla 32: Ajuste GSI por presencia de agua (Marinos et al., 2005).

GEOLOGICAL STRENGTH INDEX FOR JOINTED ROCKS (Hoek and Marinos, 2000) From the lithology, structure and surface conditions of the discontinuities, estimate the average value of GSI. Do not try to be too precise. Quoting a range from 33 to 37 is more realistic than stating that GSI = 35. Note that the table does not apply to structurally controlled failures. Where weak planar structural planes are present in an unfavourable orientation with respect to the excavation face, these will dominate the rock mass behaviour. The shear strength of surfaces in rocks that are prone to deterioration as a result of changes in moisture content will be reduced if water is present. When working with rocks in the fair to very poor categories, a shift to the right may be made for wet conditions. Water pressure is dealt with by effective stress analysis.		SURFACE CONDITIONS				
STRUCTURE		DECREASING SURFACE QUALITY				
		VERY GOOD Very rough, fresh unweathered surfaces	GOOD Rough, slightly weathered, iron stained surfaces	FAIR Smooth, moderately weathered and altered surfaces	POOR Sickensided, highly weathered surfaces with compact coatings or fillings or angular fragments	VERY POOR Sickensided, highly weathered surfaces with soft clay coatings or fillings
DECREASING INTERLOCKING OF ROCK PIECES 	INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities	90	80	70	N/A	N/A
	BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets	80	70	60	50	40
	VERY BLOCKY - interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets	70	60	50	40	30
	BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity	60	50	40	30	20
	DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces	50	40	30	20	10
	LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes	N/A	N/A	10	0	-10

La presión del agua se trata con un análisis de esfuerzo efectivo en el diseño y es independiente de la caracterización GSI de la masa rocosa. En los macizos clasificados con discontinuidades leves o muy pobres es necesario realizar un cambio a la derecha para condiciones húmedas en la superficie de las discontinuidades o relleno. Estos materiales generalmente son propensos al deterioro por el contenido de humedad.

Macizos rocosos con erosión

Los valores de GSI para macizos que presentan erosión se desplazan a la derecha de aquellos de la misma masa cuando no se presenta ningún tipo de meteorización. Si la acción de la intemperie ha penetrado en la roca de tal forma que se han perdido las discontinuidades y la estructura entonces el macizo debe ser evaluado como un suelo y el sistema GSI ya no aplica (Marinos et al., 2005).

Macizo Rocoso sedimentario heterogéneo

El índice GSI se ha ampliado recientemente para describir macizos rocoso más variable, incluyendo macizos extremadamente pobres de materiales esquistos débiles como limonitas, lutitas o filitas. Para dicho objetivo se dispone de la Tabla 29.

Rocas de baja resistencia

Cuando rocas tales como margas, piedras arcillosas, limolitas y areniscas débiles se desarrollan en condiciones estables o en un ambiente post tectónico, presentan una estructura simple con pocas discontinuidades. En tales casos, el uso de la tabla GSI para el macizo rocoso en la Tabla 30 es aplicable. Las discontinuidades aunque sean limitadas en número no pueden ser mejor que regular, por lo cual el valor del GSI tiende a estar entre 40 y 60 (Marinos et al., 2005).

Precisión del sistema GSI

El sistema GSI es un método de clasificación del macizo rocoso basado en sus cualidades, es por ello que para que funcione de buena manera debe ser evaluado por una persona que conozca sobre el tema como geólogos, es necesaria su experiencia en la descripción de la roca y la masa rocosa en el mapeo. En algunos casos para los ingenieros tienden a sentirse incómodos con el sistema porque no tiene parámetros que puedan medirse para mejorar la precisión del sistema (Marinos et al., 2005).

En la mayoría de los casos el GSI se describe mediante la asignación de un rango de valores, para fines analíticos este rango se puede definir con los valores medios y desviación estándar asignados en función del sentido común.

Estimación de la resistencia de la roca intacta σ_{ci} y la constante m_i

Como se ha mencionado anteriormente el sistema de clasificación GSI está relacionado con el criterio de falla de Hoek-Brown, donde se ocupara para la estimación de la resistencia de la roca intacta σ_{ci} y la constante m_i . La estimación de la resistencia de la roca intacta debe idealmente determinarse mediante pruebas directas de laboratorio bajo condiciones cuidadosamente controladas. Sin embargo, en muchos

casos, esto no es posible debido a restricciones de tiempo, presupuesto o porque no es posible recuperar muestras para realizar las pruebas de laboratorio, especialmente el caso de macizos rocosos débiles. La experiencia ha demostrado que hay una tendencia a subestimar el valor de la resistencia intacta del rock en muchos casos. Esto es particularmente así en macizos rocosos débiles y tectónicamente perturbados donde las características del macizo intacto tienden a ser enmascarados por el material circundante erosionado. Estas subestimaciones pueden tener serias implicaciones para el diseño de la ingeniería y se debe tener cuidado para asegurar que las estimaciones sean una caracterización realistas de la resistencia intacta del macizo y se realicen lo antes posible en el proyecto.

En la construcción de túneles, las estimaciones se pueden realizar de forma refinada en base a un análisis detallado de las murallas y la deformación del túnel, requiriendo un esfuerzo considerable en la inclusión y participación de especialistas en análisis numérico. El intento generalmente amortiza con el ahorro de costos logrado por un diseño realista.

3.3.7 RESUMEN ÍNDICES DE CARACTERIZACIÓN

Como fue descrito anteriormente para determinar la estabilidad de las obras subterráneas dentro del macizo rocoso es necesario cuantificar de algún modo la calidad geotécnica del macizo rocoso, teniendo en consideración las estructuras presentes. A modo de resumen se presenta la Tabla 33, la cual indica una pequeña descripción de los parámetros considerados y la utilización que se le da a cada uno de los índices de caracterización descritos anteriormente.

Salvo el índice de resistencia geológica GSI, todos los sistemas de clasificación se desarrollaron con el propósito de evaluar la condición de estabilidad y requerimientos de fortificación de excavaciones subterráneas y estos califican el macizo rocoso considerando básicamente tres parámetros:

- La resistencia de los bloques de roca que conforman el macizo rocoso (resistencia de la roca intacta)
- La blocosidad del macizo rocoso, definida indirectamente por el grado de fracturamiento y/o espaciamiento de las estructuras en el macizo.
- La condición de las discontinuidades que definen los bloques y la condición de contacto entre ellos.

Taylor H.W. en su documento “A geomechanics classification applied to minin problems in the Shabanie and King mines, Zimbabwe” (Taylor, 1980) reviso los sistemas de clasificación realizados por Wickham, Barton, Bieniawski y Laubscher con lo cual menciono que los cuatros sistemas elegidos como las clasificaciones más avanzadas en los parámetros relevantes del macizo rocoso, cada técnica arroja resultados significativos pero solo la clasificación geomecánica de Laubscher y el sistema Q de Barton

ofrecen pautas adecuadas para la evaluación de los principales parámetros del conjunto de discontinuidades. Para el uso general en minería, donde la aplicación de una clasificación varia ampliamente, la clasificación de Laubscher tiene la ventaja adicional de permitir ajustes adicionales para diferentes situaciones. Esto, junto con el hecho de que la técnica ha estado en uso durante varios años, no da ninguna razón para cambiar el sistema por otro que no ofrezca una mejora sustancial.

Tabla 33: Resumen de los índices de caracterización del macizo rocoso.

Sistema	Autor	Descripción
Rock Quality Designation (RQD)	Deere 1967	Mide el largo de los trozos recuperados mayores a 10 cm dividido por el largo total del testigo de sondaje. No considera las fracturas producidas por manipulación del testigo.
Rock Mass Rating (RMR)	Bieniawski 1973-1989	Sumatoria de puntajes por UCS, RQD, espaciamiento, condición y orientación de las discontinuidades y presencia de aguas subterráneas.
Mining Rock Mass Rating (MRMR)	Laubscher 1997-1994 Laubscher y Jakubec 2000	Agrega al sistema anterior (RMR) un factor por esfuerzos in-situ e inducidos, efecto de tronadura y por el grado de alteración de la roca por efectos de exposición y meteorización.
Geological Strenght Index (GSI)	Hoek 1994 Marinos and Hoek 2005	Desarrollado para escalar la reducción de la resistencia del macizo rocoso respecto a las características de la roca intacta.
Rock Tunneling Index (Q)	Barton 1974-2002	Desarrollado para determinar los requerimientos de fortificación en túneles y cavernas subterráneas.

3.4 MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN DE VETAS SUBVERTICALES

No solo basta con la extracción del mineral, sino que es necesario realizar dicha extracción de manera óptima y segura. Para ello se han implementado a lo largo de la historia diferentes metodologías de explotación para minas subterráneas, la aplicabilidad de cada uno de estos métodos al cuerpo a explotar queda determinado principalmente por la geometría y características geotécnicas y geomecánicas del macizo rocoso mineralizado y encajador, además se deben considerar factores económicos, de seguridad, medioambientales y la distribución de leyes dentro del yacimiento.

En el siguiente apartado se describen algunos de los métodos más utilizados para la extracción de vetas subverticales en la minería subterránea a gran y pequeña escala. La aplicabilidad de cada una de estas metodologías queda definida por la geometría, tamaño y características geomecánicas de la roca mineralizada y le roca de caja adyacente al cuerpo.

3.4.1 “BENCH STOPING”

El método de explotación subterráneo “*Bench Stopping*” es utilizado para la extracción de cuerpos empinados y relativamente estrechos (12-15 metros de ancho) como vetas, lentes o cualquier tipo de depósito estratiforme que se extienda en dos dimensiones, rumbo y manto (Villaescusa & Kuganathan, 1998).

La extracción comienza con la creación de dos subniveles a través del rumbo de la zona mineralizada, luego mediante perforación y tronadura se crea un vacío entre ambos subniveles. En el mejor de los casos es posible realizar la tronadura en la misma dirección que el cuerpo mineralizado se encuentra orientado y el material tronado es retirado por el subnivel inferior mediante equipos de carguío. La luz máxima del caserón realizado por la tronadura entre subniveles queda determinada por las características geológicas y geomecánicas del macizo rocoso que alberga el cuerpo mineralizado.

Posteriormente el caserón producto del proceso de extracción es rellenado para continuar con la extracción de los cuerpos adyacentes o en la vertical. En la extracción por “*Bench Stopping*” el relleno funciona como piso y ayuda a la estabilidad de las luces, minimizando la deformación y carga dinámica de las murallas de la excavación y pilares de soporte.

La roca de caja debe presentar buenas características geoestructurales para mantener el caserón estable, como el método considera el llenado de la cavidad es aplicable a cualquier tipo de roca de caja pero las dimensiones del caserón máximo de explotación estarán dimensionado por dichas características. La roca mineralizada puede ser requerida como pilares que separen los caserones de extracción en la explotación, en dichos casos es necesario una roca mineralizada competente.

Variantes del método

En las operaciones mineras donde la altura del banco es fija durante todo el desarrollo, la estrategia de extracción es la única herramienta que puede ser usada para optimizar económicamente el “*Bench Stopping*”. Dentro de las estrategias a considerar se tiene:

- 1) Extracción con relleno seco continuo (roca estéril con un ángulo de inclinación entre 38-42 grados) seguido de la extracción del caserón a una distancia fija, la cual no supere el largo máximo de estabilidad sin soportes. Esto se repite a través de todo el largo del cuerpo mineralizado como se puede ver en el siguiente esquema:

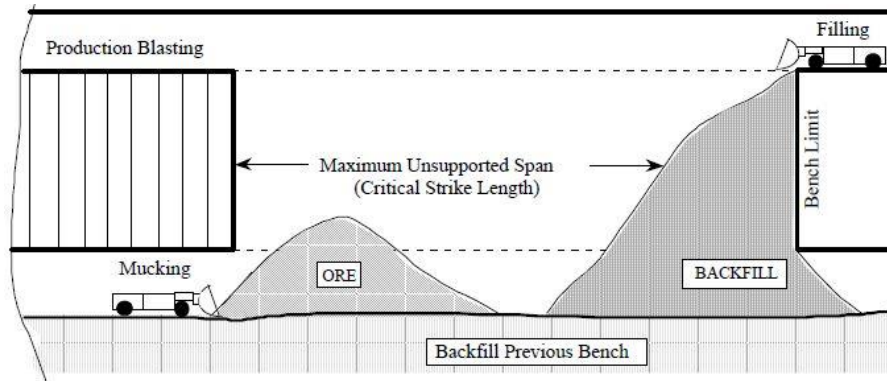


Ilustración 30: Esquema de técnica “Bench” con relleno continuo (Villaescusa & Kuganathan, 1998).

- 2) Extracción hasta la luz máxima de caserón estable sin soporte y posterior relleno, utilizando relleno hidráulico en conjunto con separaciones de ladrillo. Esto seguido de la recuperación del pilar entre el caserón actual y el relleno. Este proceso se repite a través de todo el largo del cuerpo mineralizado, como se puede observar en el siguiente esquema:

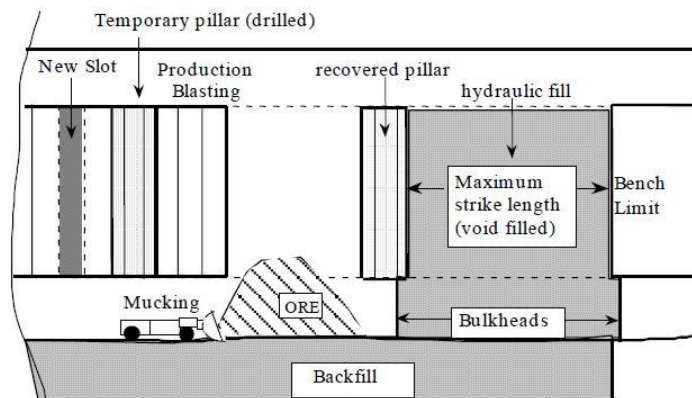


Ilustración 31: Esquema “Bench” con relleno hidráulico y recuperación de pilar (Villaescusa & Kuganathan, 1998).

A pesar que esta estrategia en primera instancia se realiza con relleno hidráulico, el uso de relleno cementado asegura minimizar la dilución en el proceso de recuperar el pilar.

- 3) Dejar pilares permanentes entre dos caserones independientes a través del largo del cuerpo mineralizado. El relleno se realiza una vez realizada toda la extracción de los caserones posibles a través del largo del cuerpo, utilizando relleno seco o hidráulico, este será utilizado de suelo para la extracción de los siguientes niveles. Esto se puede ver esquematizado en la siguiente imagen:

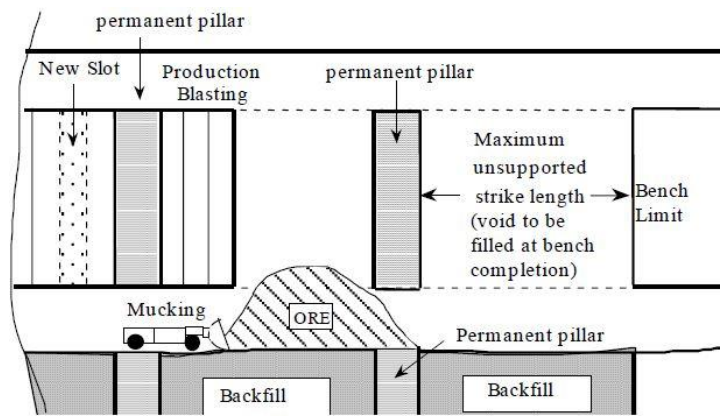


Ilustración 32: “Bench” con pilares permanentes y relleno (Villaescusa & Kuganathan, 1998).

En esta estrategia es crítico establecer la distancia óptima entre los pilares, de modo de minimizar el número de pilares requeridos, en especial en cuerpos de roca mineralizada de alta ley. Las dimensiones del pilar son función de las condiciones subterráneas, el nivel de estrés y el óptimo de extracción de caserones. En roca débil la estabilidad de los caserones puede ser afectada por tronadura adyacente a través del largo del cuerpo mineralizado.

- 4) Extracción repetitiva hasta la luz máxima estable de caserón sin soportes, luego el caserón es llenado por completo hasta la frente, toda la tronadura posterior se realizara sin cara libre, como se puede observar en el siguiente esquema:

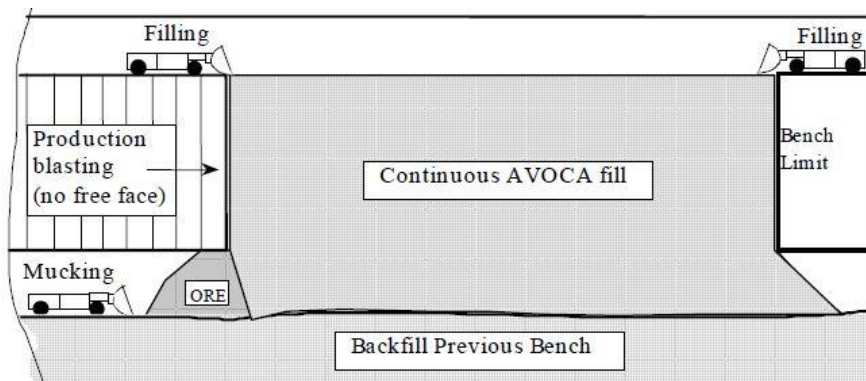


Ilustración 33: “Bench” por método de avoca (Villaescusa & Kuganathan, 1998).

La opción de extraer más allá de la luz máxima de caserón estable sin soportes dejando pilares planificados, para contrarrestar la falla de la muralla colgante no se considera dentro de las estrategias, pues esta no representa un buen diseño o buena práctica operacional. En la estrategia número tres se usan pilares entre los caserones para mantener la estabilidad de estos independientemente entre ellos desde el punto de vista de las deformaciones.

Con el fin de hacer efectiva la estrategia tomada para la extracción por Bench Stopping se deben tener en consideración varios parámetros. En el siguiente esquema se puede observar los tres principales ámbitos a considerar.

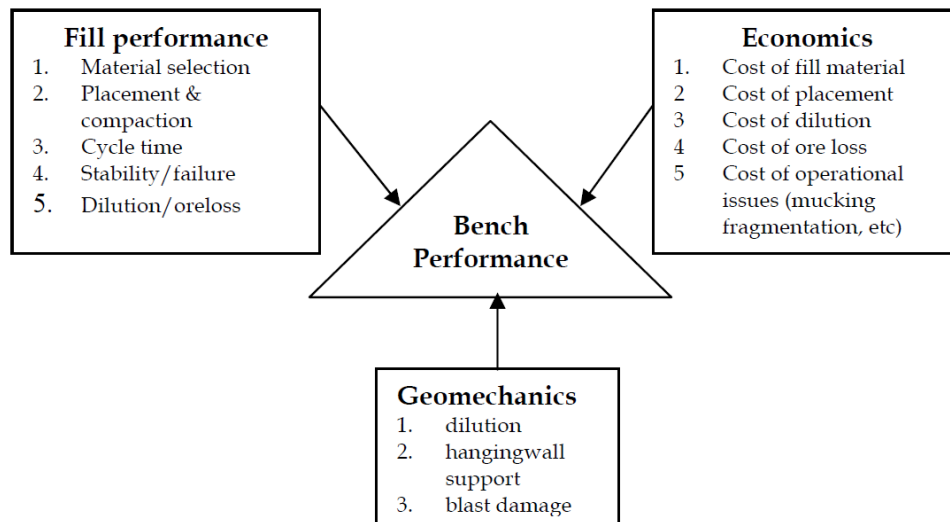


Ilustración 34: Parámetros que influyen el diseño del “Bench Stopping” (Villaescusa & Kuganathan, 1998).

Los parámetros geomecánicos están relacionados con capacidad de mantener la muralla colgante del caserón extraído estable, minimizando la dilución y los daños producto de tronadura adyacente. Los factores de relleno buscan seleccionar el material de relleno óptimo para el método en consideración de reducir los tiempos por ciclo, la dilución y la pérdida de mineral por fallas de estabilidad del relleno. Finalmente los parámetros de costos buscan controlar los factores asociados al costo del material de relleno, dilución, pérdidas de mineral, fragmentación pobre, etc. Todos ellos deben ser considerados para una aplicación factible del “Bench Stopping” para explotación.

Obras subterráneas

Para la implementación de este método para la explotación del cuerpo mineralizado es necesaria la construcción de las siguientes obras subterráneas:

- **Nivel de producción:** Este se divide en dos subniveles, los cuales corresponden a galerías a través del cuerpo mineralizado, siguiendo el rumbo de la beta en dicha cota. Estos se encuentran separados por una distancia determinada por el largo máximo de los equipos de perforación y tronadura. Desde ambas subniveles se realiza perforación y tronadura, donde el material fragmentado es retirado por el nivel de producción inferior y llevado al nivel de transporte.

- **Nivel de transporte:** el nivel de transporte se puede encontrar dentro de la mina o en superficie. En el caso subterráneo por lo general se emplaza bajo el cuerpo mineralizado para poder transportar el mineral desde los niveles de explotación mediante piques. En caso que se encuentre en superficie los equipos mecanizados de carga llevan el mineral al acopio o punto de carga.
- **Piques:** Construcciones verticales para el transporte de mineral fragmentado desde el punto de explotación y el de transporte. Por lo general se ocupan buzones para alimentar de manera discreta el mineral en los equipos de carga.
- **Caserón:** Retirado el mineral, el vacío resultante es denominado caserón. En esta metodología se calcula un dimensionamiento máximo para que este permanezca estable hasta el proceso de relleno.
- **Pilares:** Para optimizar la explotación mediante el proceso de rellenos en algunos casos es necesaria la implementación de pilares temporales o permanentes. Estas son estructuras que dividen separan los caserones y actual para mantener estos estables hasta el momento del relleno.

Manejo de materiales

En la construcción de las galerías que servirán de nivel de producción superior e inferior, el mineral tronado producto del avance de estas es sacado por equipos de carga y enviados al pique o directamente al acopio de mineral o equipos de transporte. Ya realizadas las galerías de explotación el material mediante perforación y tronadura se fragmente el mineral entre ambos niveles. Este es retirado desde el nivel inferior de producción a los piques o directamente al acopio de mineral o equipos de transporte.

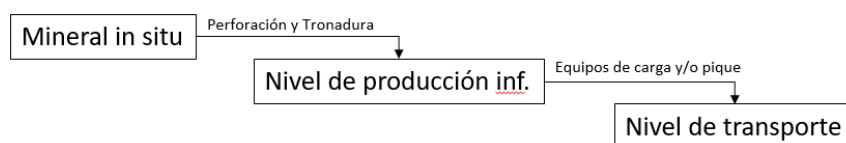


Ilustración 35: Esquema del manejo de materiales en "Bench Stopping".

En el caso de utilización de piques para el traspaso de minerales es común considerar buzones para cargar el mineral fragmentado de manera discreta en los equipo de transporte .En el caso de la utilización de pilares de mineral, estos pueden ser recuperados luego de la correcta compactación del material de relleno o diseñados permanentemente y actuar como divisor entre los caserones para relleno.

Ventajas y desventajas

Se presenta una tabla con las principales ventajas y desventajas del método "Bench Stopping" teniendo como consideraciones los costos de la aplicación de este y los requerimientos de estabilidad y seguridad de las obras subterráneas.

Tabla 34: Comparación de ventajas y desventajas del método "Bench Stopping".

Ventajas	Desventajas
Es prácticamente aplicable a cualquier tipo de roca de caja y mineralizada adaptando el diseño de explotación. Permite una buena recuperación, incluso hasta un 100% dependiendo de la geometría de la mineralización. Presenta poca dilución pues la tronadura se realiza de manera selectiva en la veta. Método selectivo para vetas subverticales y verticales.	Mayores costos de implementación debido al material de relleno de los caserones. La distancia entre los subniveles de explotación está limitada por el largo máximo de los equipos de perforación y tronadura.

3.4.2 "CUT AND FILL"

Este método de explotación subterráneo se aplica generalmente en depósitos de forma tubular, vertical o subverticalmente con un espesor variable entre unos pocos metros hasta 15 e incluso 20 metros o depósitos de gran envergadura e irregulares. Este método consiste en excavar o extraer el mineral en una secuencia ascendente mediante tajadas horizontales comenzando por la base del cuerpo mineralizado. Por lo cual se divide el cuerpo en varios niveles, imagen uno de la Ilustración 37 (Ortiz, C. Julian. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, 2011).

Desde la rampa de acceso a los subniveles se realiza una estocada o galería de acceso al cuerpo, desde el cual se realiza la explotación de todo el nivel de mineral. Cuando ya se ha terminado de realizar la tajada horizontal completa, el vacío es rellenado con un material exógeno que sirve de soporte, permitiendo sostener las paredes de la obra y sirve de piso de trabajo para la siguiente tajada de extracción, imagen dos de la Ilustración 37.

Rellenado el vacío se modifica la rampa de acceso y se comienza la extracción de la tajada superior (imagen final, Ilustración 37). De este modo, extrayendo el mineral ascendentemente es posible extraer el cuerpo mineralizado por completo. El material de relleno utilizado comúnmente es estéril obtenido en la explotación de mineral de la mina, relaves o ripio proveniente de plantas de procesos.

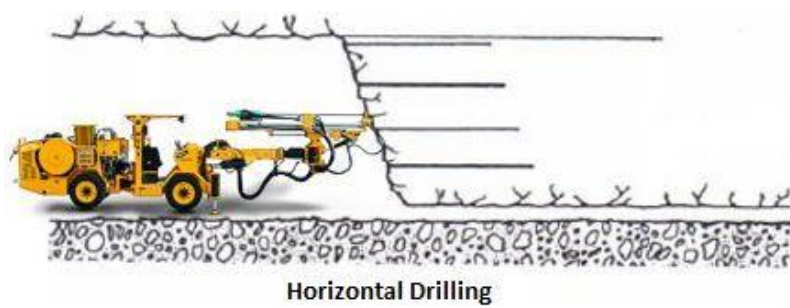


Ilustración 36: Esquema de tronadura horizontal con jumbos.

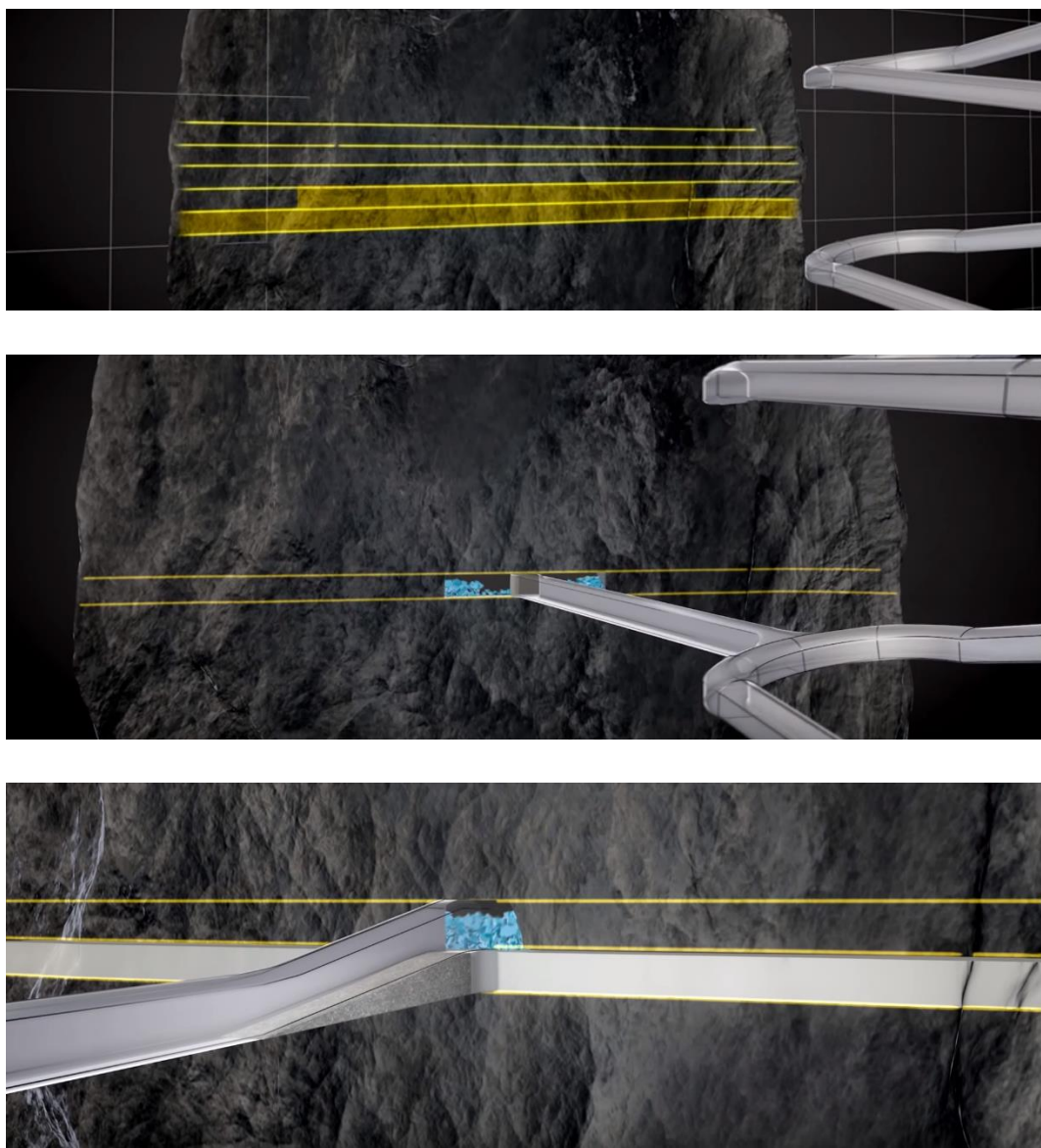


Ilustración 37: Secuencia de extracción por niveles según metodología "Cut and Fill".

Este método se aplica en yacimientos donde la roca de caja es de baja calidad geotécnica y poco competente, sin embargo, en el caso de la roca mineralizada es conveniente que tenga condiciones de alta estabilidad y sea altamente competente, especialmente en el caso que el cuerpo mineralizado presenta un gran potencia.

Es un método versátil, con un amplio rango de aplicación en especial cuando la roca de caja es incompetente. Esta metodología permite una buena recuperación y selectividad a en la extracción de las reservas. Los sectores estériles pueden quedar como pilar y la dilución es controlable utilizando sistemas de soporte adecuado.

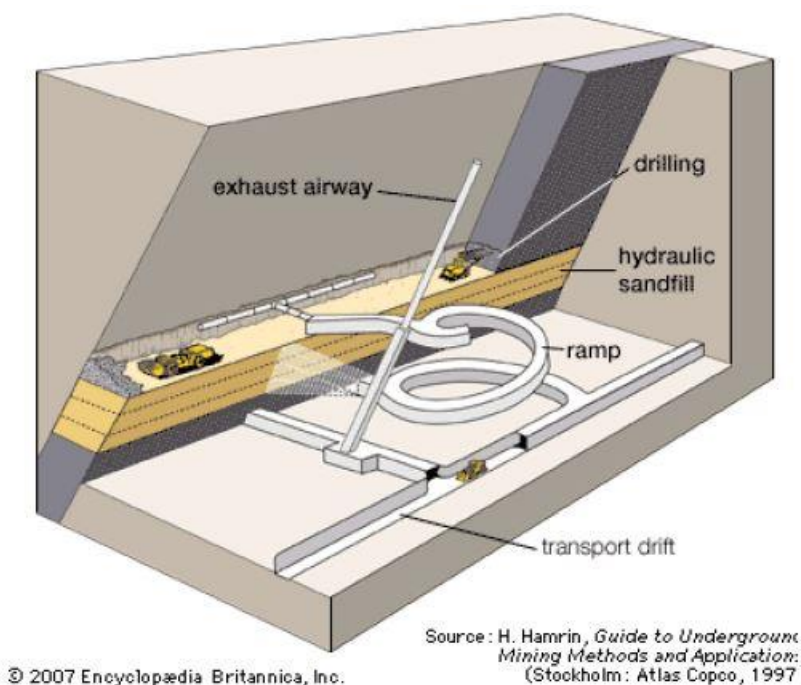


Ilustración 38: Disposición general de obras subterráneas del método “Cut and Fill” (Ortiz, C. Julian. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, 2011).

Obras Subterráneas

En la Ilustración 38 es posible observar una esquematización de la explotación mediante la metodología de “Cut and Fill”. Como se puede observar en la imagen las obras subterráneas requeridas para la metodología son:

- **Rampa de acceso principal:** acceso principal a cada uno de los niveles de explotación. Diseño en base a los equipos que circulan en ellas.
- **Rampas de acceso secundario:** desde la galería de acceso principal se emplaza una rampa de acceso, la cual se diseña de manera que sirva para el acceso a más de un nivel desde la rampa principal.

- **Nivel de explotación:** las rampas de acceso secundario dan acceso a cada una de las franjas horizontales de explotación. El tamaño de la franja de extracción depende de la geometría, características geomecánicas de la roca mineralizada y de caja; y de las dimensiones de los equipos de perforación, tronadura y carguío.
- **Piques de traspaso:** En cada uno de los niveles de explotación, los equipos de carguío llevan el material desde el frente de tronadura a los piques de traspaso. Construcciones verticales que conectan cada nivel de explotación con el nivel de transporte.
- **Buzones:** Obra subterránea para discretizar el flujo de mineral de los piques de traspaso a los equipos de carguío en el nivel de transporte.
- **Nivel de transporte:** generalmente se emplaza de 5 a 10 metros bajo el primer nivel de extracción de cuerpo mineralizado. En este los equipos de carguío reciben el mineral de los niveles de explotación mediante los buzones y lo sacan de la mina a los puntos de acopio o la planta de procesos.

Además es importante considerar que el método aplica en yacimientos donde la roca de caja no presentas buenas características geomecánicas, por ellos es común realizar fortificación de las murallas mediante apertados sistemático, las cuales pueden incluir cintas metálicas, mallas de acero o cables dependiendo de las condiciones del terreno.

Manejo de materiales

En la etapa de preparación de rampas y galerías de acceso el material generalmente corresponde a estéril, por ello es cargado desde la frente hasta los acopios mediante equipos de carguío. Ya en la explotación, cada uno de los niveles de explotación el mineral tronado es cargado y transportado hasta los piques de traspaso. En ellos el material queda estancado gracias al buzón, este solo permite el paso del material cuando el equipo de transporte se encuentre emplazado en el nivel de transporte. El material es cargado en los equipos y se transporta a los puntos de acopio o a la planta de proceso.

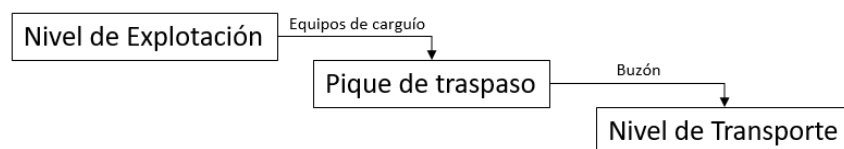


Ilustración 39: Esquema del manejo de mineral en “Cut and Fill”.

Ventajas y desventajas

Se presenta una tabla con las principales ventajas y desventajas del método “*Cut and Fill*” teniendo como consideraciones los costos de la aplicación de este y los requerimientos de estabilidad y seguridad de las obras subterráneas.

Tabla 35: Comparación de ventajas y desventajas del método “*Cut and Fill*”.

Ventajas	Desventajas
Es un método altamente selectivo, así permite explotar cuerpos irregulares y/o con discontinuidad espacial. Dada su selectividad la recuperación del mineral es alta, incluso del 100%. Tiene una baja dilución.	Baja producción, el mineral cargado por turno es bajo, en especial en vetas angostas donde solo cabe un equipo de carguío. Altos costos por lo cual el mineral extraído debe tener una buena ley para pagar la implementación del método.

3.4.3 “*SHRINKAGE STOPING*”

Es un método de explotación subterráneo, enfocado en la extracción de vetas verticales o subverticales de poca potencia, por ellos, es utilizado principalmente en la pequeña minería, donde la potencia de la veta no es lo suficiente para pagar la incorporación de equipos mecánicos a la explotación. El “*Shrinkage Stopping*” es un método auto soportante o de caserones abiertos, lo que quiere decir que el caserón resultante de la extracción de la veta se debe mantener estable de manera natural o necesitar el mínimo de elementos de fortificación.

La metodología consiste principalmente en la extracción de la veta en forma ascendente desde la base del cuerpo mineralizado a través de la sección transversal. Perforada la primera franja horizontal esta se trona y el material tronado se ocupa como piso para perforar la siguiente franja. De este modo el material tronado de cada franja sirve de apoyo para seguir con la explotación de manera ascendente (Ortiz, C. Julian. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, 2011).

Se debe tener especial cuidado que el material tronado no se compacte o cimente para no dificultar la extracción del mineral, así poder proporcionar un espacio suficiente para el trabajo de los operarios entre el material tronado y el mineral in situ. Dado que el volumen de mineral tronado es mayor que al del estado in situ, después de cada disparo se debe evacuar del caserón una cantidad de mineral equivalente al esponjamiento realizado por la tronadura. Así se saca aproximadamente el 35% y se deja el resto para el acceso al obrero para realizar la perforación hasta el momento del vaciado, de este modo se realiza la tronadura ascendentemente hasta extraer el cuerpo mineralizado por completo.

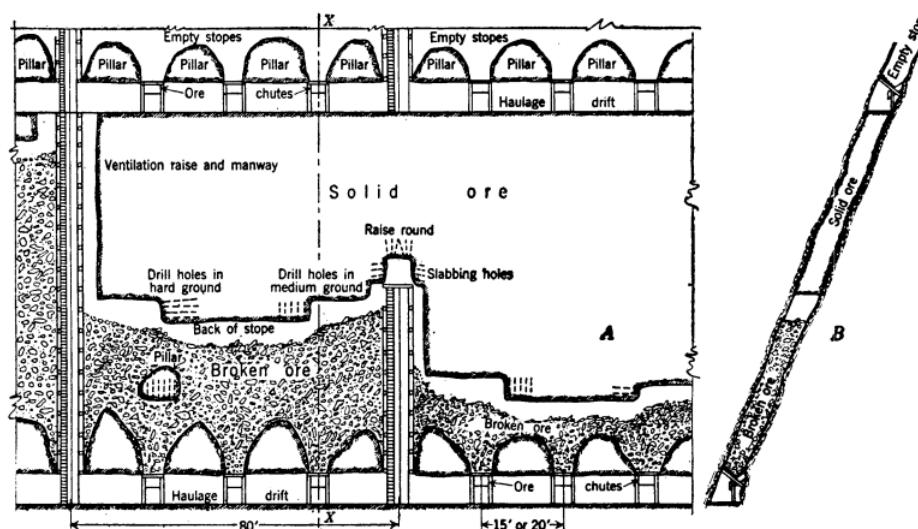


Ilustración 40: Imagen explicativa de la metodología de extracción por "*Shrinkage Stopping*" (Ortiz, C. Julian. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, 2011).

De este modo el método es aplicable a vetas angostas de 1 a 30 metros, cuerpos donde otros métodos son técnica y económicamente inviables. Con el fin de asegurar que el mineral fluya correctamente por efecto de la gravedad y no se cuelgue, el mineral idealmente no debe contener arcillas y no debe oxidarse rápidamente generando cementación. Idealmente el cuerpo mineralizado deber ser continuo para evitar efectos de dilución, en caso de no serlo, el estéril puede dejarse en como pilares aleatorios siempre que no interrumpan el flujo gravitacional.

La roca mineralizada debe presentar un buzamiento mayor a 60° para facilitar el flujo del material al momento de la extracción y debe ser resistente para dar seguridad al personal en operaciones. La roca de caja deber ser geomecánicamente competente como para soportar con las mínimas fortificaciones la estabilidad del caserón. Además se realiza el diseño de los caserones de extracción según parámetros de estabilidad, económicos y logísticos.

Para que la aplicación del método "*Shrinkage Stopping*" sea productivo y ventajoso, debe ser aplicado preferentemente en vetas de poca potencia. Por ello es común observar la aplicación de este método en mineras artesanales de oro.

Variantes del método

Básicamente hay dos formas de realizar la extracción del mineral desde el caserón resultante, el sistema tradicional o más antiguo corresponde a una galería de transporte dispuesta en la base generalmente con ferrocarriles los cuales son cargados con el mineral del caserón discretamente mediante chutes o buzones

de traspaso. Luego los carros transportan el mineral al acopio o la planta de procesos, esta disposición se puede observar en la Ilustración 41.

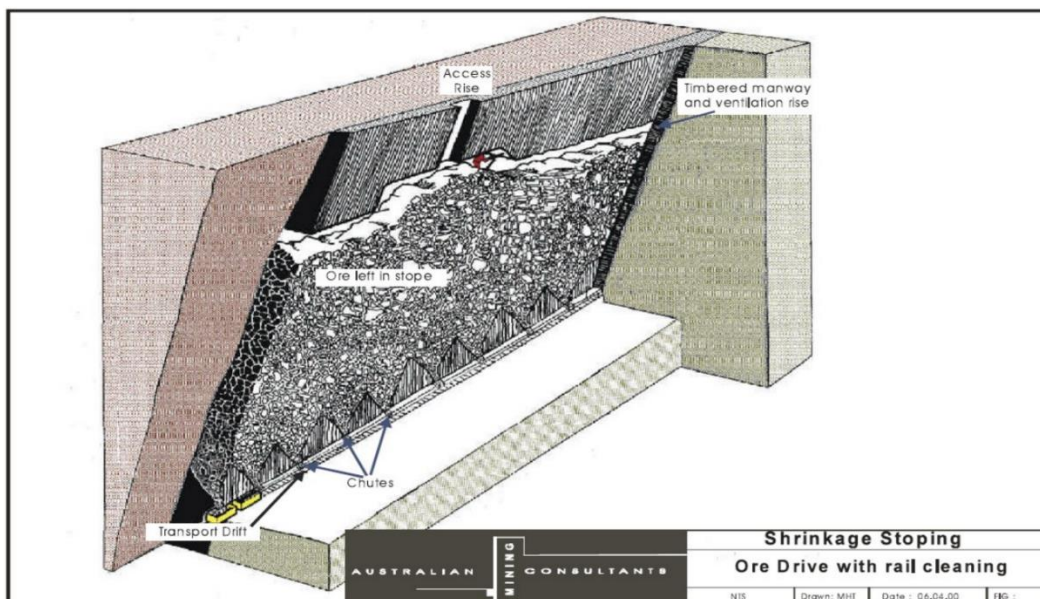


Ilustración 41: Modelos de “Shrinkage Stopping” tradicional (Ortiz, C. Julian. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, 2011).

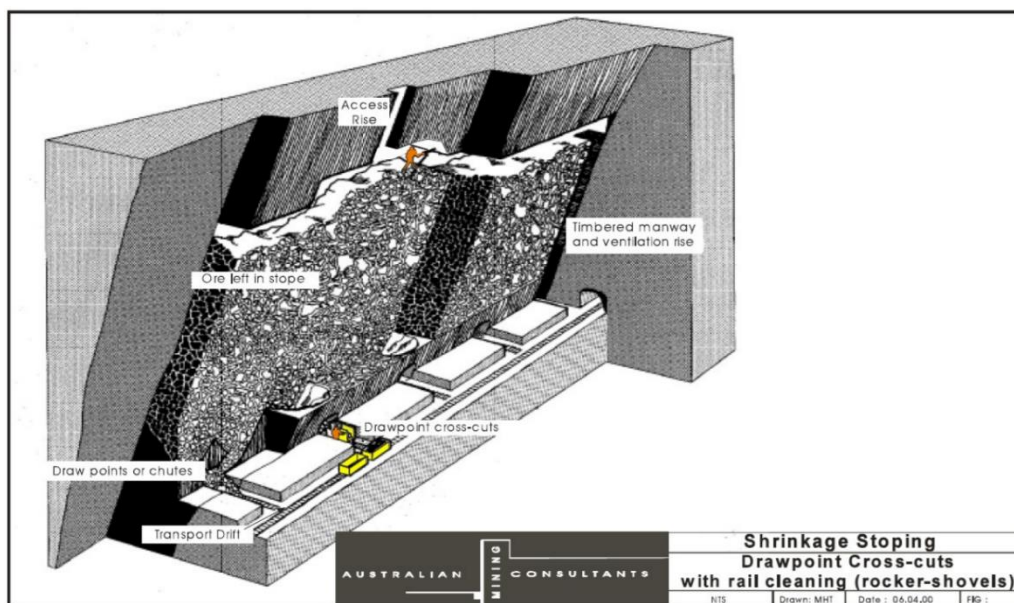


Ilustración 42: Modelo de “Shrinkage” con galerías de explotación (Ortiz, C. Julian. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, 2011).

La otra opción se aplica cuando se quiere mecanizar de alguna manera la explotación, para ellos se construye una galería paralela al rumbo del cuerpo mineralizado. Mediante estocadas desde dicha galería se accede a diversos puntos de extracción dispuestos en la base del caserón, de este modo equipos de

carga mecanizados pueden tomar el material fragmentado desde los puntos de extracción y llevarlo a un pique que alimente los equipos de transporte o directamente a un acopio para el transporte de este a la planta de procesos posteriormente, dicha disposición se puede observar en la Ilustración 42.

En casos donde la veta tiene una potencia considerable, mayor a ocho metros es posible considerar dos galerías de explotación paralelas, para alimentar piques de traspaso que conectan las galerías de explotación con los equipos de carga.

Obras subterráneas

La metodología de explotación por “*Shrinkage Stopping*” dependiendo de la metodología elegida para la extracción del mineral requiere de las siguientes obras subterráneas:

- **Nivel de transporte:** como fue mencionado con anterioridad, el nivel de transporte varía dependiendo del equipo de transporte a utilizar y el grado de mecanización que se desea implementar en la extracción. Básicamente consiste en galerías que permiten a los equipos de transporte ser cargados y retirar el mineral fragmentado de la mina a los puntos de acopio o la planta de procesos.
- **Nivel de explotación:** la explotación del mineral se realiza en forma ascendente en el interior del caserón como fue descrito anteriormente. El mineral fragmentado es retirado en su totalidad por la base del casaron, ya sea mediante conos que llegan a un buzón que alimenta los equipos de transporte directamente o mediante puntos de extracción dispuestos en la base del cuerpo que permiten a los equipos de carguío llevar el mineral a piques de traspaso o acopios para cargar los equipos de transporte.
- **Puntos de explotación:** se implementan en la base del caserón resultante de la extracción de la veta mineralizada. Desde las galerías de transporte se disponen estocadas para que los equipos de carguío tengan acceso para retirar el mineral.
- **Estocadas:** Galerías perpendiculares que conectan las galerías de explotación con los puntos de extracción.
- **Buzón:** Obra mecánica que permite alimentar de manera discreta con mineral fragmentado los equipos de transporte. Su utilización por lo general es bajo los conos de extracción o en los piques de traspaso.
- **Caserón:** Al extraer el cuerpo mineralizado, el vacío resultante es denominado caserón. La idea principal es que este se mantenga estable de manera natural o con la menor fortificación posible.
- **Chimenea de acceso:** construcción vertical que permite al operador acceder a la superficie del material fragmentado para continuar con la explotación de manera ascendente.

- **Piques de traspaso:** en ocasiones donde el método es mecanizado se conecta el nivel de explotación con el de transporte mediante esta obra subterránea.

Manejo de materiales

EL material es extraído a lo largo de la cámara por rebanadas a ciclos repetitivos de perforación y tronadura. Los avances quedan determinados por la distancia posible de perforación, lo cual según las barras integrales de la perforas manuales comúnmente ocupados en esta metodología va entre 2 a 3,5 metros.

El ciclo de explotación consiste en perforación, tronadura, extracción y fortificación. Del material tronado es necesario realizar una extracción parcial debido a que luego de cada tronadura el material llena la cámara por completo, por ello es necesario retirar aproximadamente el 35% del mineral por los puntos de carga en la base del cuerpo mineralizado, hasta obtener un espaciamiento de aproximadamente 2 metros entre el material tronado ocupado de suelo y la corona virgen de la veta in situ.

De este modo el material tronado en cada ciclo sirve de piso para la explotación de la siguiente tajada horizontal hasta tronar por completo el cuerpo mineralizado, donde finalmente todo el mineral en caserón resultante es extraído por los puntos de carga en la base. Es necesario nivelar el piso para seguir perforando después de cada tronadura en el interior del caserón, para ello se pueden utilizar slushers o palas y realizar el trabajo manualmente.

En los puntos de carguío los equipos de carga toman el material lo llevan hacia los equipos de carguío ya sea directamente o mediante piques de traspaso entre niveles. Cargado los equipos de transporte estos llevan el mineral fuera de la mina a los puntos de acopio o la planta de procesos.

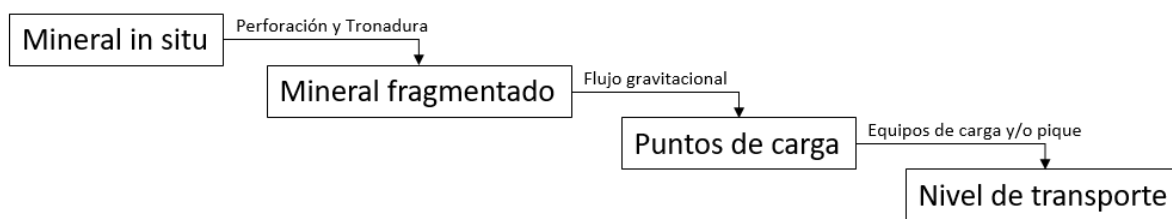


Ilustración 43: Esquema del manejo de material en la metodología de “Shrinkage Stopping”.

Ventajas y desventajas

Se presenta una tabla con las principales ventajas y desventajas del método “Shrinkage stopping” teniendo como consideraciones los costos de la aplicación de este y los requerimientos de estabilidad y seguridad de las obras subterráneas.

Tabla 36: Comparación de ventajas y desventajas del método "Shrinkage Stopping".

Ventajas	Desventajas
Este método es aplicable a cuerpos de poca potencia, dentro del caserón solo es necesario el acceso del personal de perforación y tronadura, pudiendo explotar vetas de hasta un metro. Permite una buena recuperación, entre el 75% y 100% del cuerpo mineralizado. Presenta una baja dilución, dependiendo de la continuidad del cuerpo y la estabilidad de la roca encajadora y respectiva fortificación de ser necesaria. El vaciado del material fragmentado en el caserón es por efecto de la gravedad.	Productividad baja a media, en especial en la etapa de fracturamiento del cuerpo mineralizado. La mecanización del método es limitada. El proceso de fractura del mineral in situ es realizado en condiciones complejas de trabajo. Posibles problemas de colgaduras en la extracción del mineral.

3.4.4 APLICACIÓN DEL METODO DE EXPLOTACION

Para poder realizar la extracción del mineral de manera factible es necesario implementar un método de explotación que sea aplicable según las características del yacimiento, de la zona en que se encuentra y las condiciones de trabajo de la faena. A lo largo de la historia minera se han propuesto distintas metodologías para la extracción de yacimientos de minerales de manera subterránea, donde la correcta aplicación de cada una de ellas queda determinada por diferentes factores, dentro de los principales se considera:

- **Geometría del yacimiento:** la distribución de las obras subterráneas y la forma en que se realizara el manejo de materiales al momento de la explotación queda fuertemente determinado por la geometría del yacimiento. El cuerpo puede adoptar diferentes formas dentro de la corteza terrestre, en forma de mantos horizontales, propio de los depósitos sedimentarios; en vetas o cuerpos tubulares; en masivos o equidimensionales y en cuerpos irregulares que no presentan patrones de orientación preferencial.
- **Aspectos geotécnicos y geomecánicos:** la estabilidad y/o requerimientos de fortificación necesarios para las obras subterráneas está determinado por aspectos geotécnicos y geomecánicos tanto de la roca mineralizada como de la roca de caja. Es de relevancia realizar estudios respecto a estas características del macizo rocoso en que se encuentra en el yacimiento para determinar el comportamiento que este pueda presentar por la actividad minera o mediante esfuerzos inducidos por

acción de la carga litostática, en especial en yacimientos de gran profundidad o en zonas de alta sismicidad.

- **Aspectos económicos:** La extracción del mineral dentro del yacimiento debe ser capaz de cubrir los costos del método seleccionado para la explotación. Estos costos varían significativamente según la metodología, para algunos métodos es de relevancia realizar estudios de distribución de leyes para optimizar la extracción.
- **Seguridad:** Es necesario determinar las condiciones de seguridad en las que se realizara la explotación. Los requerimientos de fortificación pueden ser necesarios dependiendo de la calidad del macizo rocoso en que se emplaza el yacimiento, estos aumentan los costos del proyecto dejando algunos métodos de explotación inviables por razones económicas o directamente por problemas de inestabilidad.
- **Medio ambiente:** el método de explotación a proponer no debe afectar el medio ambiente o las comunidades cercanas en la implementación de las obras subterráneas ni en el transporte de los materiales, esta debe tener especial cuidado en el diseño de accesos y los cumplimientos de normativas del lugar.

En la Tabla 37 es posible observar una pequeña descripción y comparación entre los tres métodos de explotación expuestos, considerando su aplicabilidad, obras necesarias para el manejo de materiales y las principales ventajas y/o desventajas que tiene la aplicación del método.

Tabla 37: Comparación entre los métodos de explotación de cuerpo mineralizados verticales.

Método	<i>“Bench Stoping”</i>	<i>“Cut and Fill”</i>	<i>“Shrinkage Stoping”</i>
Descripción General	Dos galerías de explotación a lo largo de la sección transversal del cuerpo mineralizado. El mineral entre ambas galerías es tronado y extraído por la galería inferior. El caserón resultante es rellenado para la posterior explotación del cuerpo adyacente.	Extracción desde la base del cuerpo mediante tajadas horizontales, las cuales posteriormente rellenas y se continua con el nivel superior, ocupando el relleno como piso.	El mineral se explota de manera ascendente mediante tajadas horizontales. El mineral tronado se almacena en el caserón y es utilizado como piso para continuar con la explotación. La extracción del mineral se realiza discretamente por la base del cuerpo mineralizado.
Aplicabilidad	Cuerpos verticales o sub-verticales. Cualquier tipo de roca,	Roca de caja de baja calidad y roca mineralizada competente. Cuerpos verticales.	Cuerpos verticales de poca potencia. Roca de caja competente para tener

	las dimensiones de diseño se pueden adaptar.		sostenimiento mínimo y roca mineralizada sin contenido de arcillas.
Manejo de minerales	El mineral extraído de la construcción de las galerías de explotación es retirado por la misma sección, mientras que el mineral entre galerías es tronado y retirado por la galería de explotación inferior	Extracción del mineral desde las galerías de avance de cada nivel. Cada nivel conecta con el nivel de transporte por un pique de traspaso de mineral.	El mineral in situ es tronado y almacenado en el caserón, solo se extrae discretamente el 35% del material esponjado. Cuando el cuerpo es tronado por completo se realiza el vaciado del caserón.
Ventajas y desventajas	Ventajas ▪ Aplicable a cualquier tipo de roca ▪ Buena recuperación ▪ Poca dilución ▪ Selectividad Desventajas ▪ Costos elevados ▪ Distancia entre niveles está determinada por los equipos	Ventajas ▪ Altamente selectivo ▪ Recuperación alta ▪ Baja dilución ▪ Permite la extracción de cuerpos irregulares Desventajas ▪ Baja producción ▪ Altos costos	Ventajas ▪ Aplicable a cuerpos de poca potencia ▪ Buena recuperación ▪ Baja dilución Desventajas ▪ Productividad baja ▪ Mecanización limitada ▪ Condiciones de trabajo complejas ▪ Colgaduras

3.5 ESTABILIDAD Y FORTIFICACIÓN DE OBRAS SUBTERRÁNEAS

En la faena minera Terramina la extracción de mineral se realiza mediante el avance de galerías, las cuales se orientan según la locación del mineral. Es por eso que es de vital importancia considerar la estabilidad y requerimientos de fortificación de estas para evitar accidentes en la zona de trabajo.

Considerando que el cuerpo mineralizado a explotar se presenta en forma de veta subvertical puede ser de gran interés aumentar la altura o potencia de ciertas partes de la galería para extraer una mayor zona mineralizada. Por ellos además se considera un estudio de estabilidad de caserones, con el fin de dimensionar el máximo tamaño de caserón estable dentro del macizo huésped.

En casos que la estabilidad no es la deseada es necesario implementar la fortificación de las obras subterráneas. Uno de los principales riesgos de las labores mineras subterráneas es la caída de rocas desde

el techo de la galería, la construcción de las labores subterráneas extrae parte del volumen del macizo rocoso, lo cual provoca cambios en las condiciones de equilibrio del cuerpo. Las cavidades creadas quedan sometidas a fuerzas sin oposición y convergen hacia el espacio vacío, lo cual puede provocar grietas en el techo o en las murallas y pueden generar el desprendimiento de rocas sueltas o planchones. El desprendimiento de material se puede favorecer por condiciones inadecuadas de (SERNAGEOMIN, n.d.):

- Características y condiciones determinadas del macizo rocoso.
- Forma y dimensiones de la excavación.
- Método empleado de explotación.
- Debilitamiento producto de tronaduras adyacentes.
- Presencia de agua.

La prevención de estos riesgos comienza con un adecuado diseño de las labores mineras, un correcto diagrama de disparo y una adecuada dosificación de explosivos. De todos modos la acuñadora es fundamental para el mantenimiento de labores seguras y la fortificación en aquellos casos que no presente la condición de auto soporte.

La fortificación es el conjunto de procedimiento que permite mantener estables las labores cuando no se cuenta con condiciones de auto soporte en la mina subterránea, el fin principal de la fortificación es (SERNAGEOMIN, n.d.):

- Mantener labores seguras y con una sección y dimensiones suficientes para la circulación del personal, equipos, aire, etc.
- Impedir el desmoronamiento de material fracturado.
- Disminuir el movimiento de las cajas, techos y piso.
- Mantener la cohesión de los terrenos.

El reconocimiento y tratamiento oportuno de terreno peligroso mediante fortificación es vital para evitar que se produzcan accidentes, pérdidas de producción o daños en los equipos empleados. Es por ello que se prohíbe trabajar o acceder a cualquier lugar de la mina que no esté debidamente fortificado. Solo podrán quedar sin fortificación los sectores en los cuales su comportamiento sea conocido en cuanto a su condición de autosoporte.

La fortificación debe diseñarse de manera racional y específica para cada caso en particular. En faenas mineras de corta vida, la fortificación sea tan sencilla como sea posible, no obstante, debe asegurar la estabilidad de la labor. En faenas de mayor duración, la tendencia es diseñar fortificaciones de carácter permanente.

La fortificación se puede clasificar según el mecanismo de sostenimiento en:

- **Fortificación activa o reforzamiento:** dispuesto para restablecer el equilibrio original de los esfuerzos inducidos en la excavación y modificar estructuralmente la roca para hacerla autosoportable. Los métodos más utilizados son el anclaje de rocas, puntuales o repartidas, y las proyecciones neumáticas de hormigón (“shotcrete”).
- **Fortificación pasiva:** fortificaciones empleadas por razones operacionales y de seguridad. En el momento de instalar no aplica ninguna carga externa y solo trabaja cuando el macizo rocoso experimenta alguna deformación. Los métodos más empleados son la enmaderación, los marcos metálicos, el hormigón armado, “shotcrete” y malla.
- **Fortificación combinada:** Implementadas por razones operacionales y de seguridad, combinando soportes y refuerzos. Los métodos más utilizados son la enmaderación, los marcos de acero – pernos de anclaje y “shotcrete”, hormigón proyectado, y el “shotcrete” con pernos de anclaje y mallas de acero. Los soportes se deben ubicar de manera uniforme, sistemática y en los intervalos apropiados.

A lo largo de la historia minera en base a casos empíricos se ha logrado relacionar la calidad del macizo rocoso con el tipo de fortificación que la obra subterránea debe implementar. Algunas de las metodologías más utilizadas se exponen a continuación, en especial para la estabilidad y fortificación de galerías y caserones.

3.5.1 ESTABILIDAD DE GALERÍAS

El puntaje obtenido a partir del método de caracterización del macizo roco Q de Barton determinado a partir de los seis parámetros relacionados, da una descripción del comportamiento del macizo rocoso. En base a casos empíricos se deduce una relación entre el valor de Q y el soporte permanente requerido para las galerías. Esto se puede usar como guía para el diseño de soporte de nuevos proyectos subterráneos.

Excavation Support Ratio (ESR)

Además de la calidad del macizo rocoso representado por el valor del Q de Barton existen otros dos factores decisivos para el diseño del soporte necesario para aberturas subterráneas y cavernas. Estos factores son los requerimientos de seguridad y las dimensiones de la caverna, es decir, el tramo o altura

de la abertura subterránea. De manera general los requerimientos de soporte aumentaran si las dimensiones de la excavación, luz o altura de pared, aumentan. Por otro lado los requerimientos de seguridad dependen del uso o propósito de la excavación, un túnel de carretera subterránea necesita un nivel de seguridad más alto que un túnel de agua provisorio para una mina. Para expresar los requerimientos de seguridad se hace utilización de un factor llamado ESR (Excavation Support Ratio).

Un valor de ESR bajo indica la necesidad de un alto nivel de seguridad, mientras que valores de ESR más altos indican que un menor nivel de seguridad es aceptable para el propósito. Los requerimientos y criterios de construcción de cada país pueden tener diferentes valores de ESR pero en general se ocupan los valores que se muestran en la Tabla 38

Tabla 38: Valores ESR en funcion del fin de la excavacion realizada (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).

Tipo de Excavación	ESR
Excavaciones temporales de minas.	3 – 5
Ejes verticales Sección circular / rectangular.	2,5 / 2
Excavaciones permanentes de mina.	1,6
Túneles menores de carreteras y ferrocarriles.	1,3
Túneles principales de carreteras y ferrocarriles.	1,0
Centrales subterráneas	0,8
Aberturas subterráneas con vida útil aproximada de 100 años	0,5

Se recomienda utilizar un ESR de 1 cuando el valor de Q sea menor o igual a 0,1 para los primeros cuatro tipos de excavación de la tabla anterior, esto se debe a que los problemas de estabilidad pueden ser severos con valores de Q tan bajos, quizás con riesgos de derrumbe.

Además del tramo o altura de pared el ESR brinda la dimensión equivalente, la cual se puede determinar de la siguiente manera (Norwegian Geotechnical Institute, 2013):

$$Dimension\ Equivalente = \frac{Tramo\ o\ altura\ [m]}{ESR} \quad \text{Ecuación 9}$$

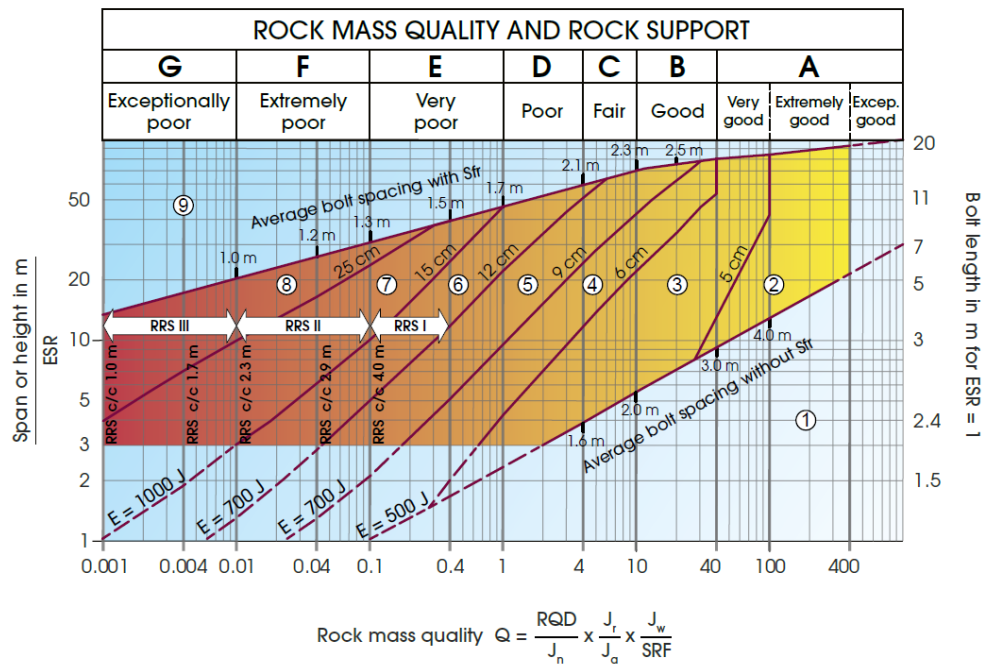
Gráfico de fortificación

El valor de Q que representa al macizo rocoso y la dimensión equivalente, determinada anteriormente, serán decisivos para el diseño de soporte permanente de la excavación subterránea. En el gráfico de

fortificación, Ilustración 44, los valores de Q se recorren a lo largo del eje horizontal y la dimensión equivalente a lo largo del eje vertical al costado izquierdo.

El gráfico de fortificación proporciona un promedio de los datos empíricos de casos empíricos examinados. Para una combinación dada de valor de Q y dimensión equivalente se ha utilizado un tipo determinado de soporte y el gráfico se ha dividido en áreas según el tipo de soporte. Dado que este gráfico se ha construido a partir de datos empíricos es posible utilizar este como guía para el diseño de soportes permanentes en aberturas subterráneas y/o cavernas.

El gráfico de fortificación indica el tipo de soporte que se utiliza en términos del espaciamiento necesario de los pernos de roca de centro a centro y el espesor del concreto que se debe rociar. De manera similar indica la absorción de energía del hormigón reforzado con fibras y la longitud de los pernos de anclaje. Se debe tener en cuenta que las recomendaciones de soporte son generales y en ciertos casos especialmente difíciles un aumento en la cantidad o el tipo de soporte puede ser relevante.



Support categories

- ① Unsupported or spot bolting
- ② Spot bolting, **SB**
- ③ Systematic bolting, fibre reinforced sprayed concrete, 5-6 cm, **B+Sfr**
- ④ Fibre reinforced sprayed concrete and bolting, 6-9 cm, **Sfr (E500)+B**
- ⑤ Fibre reinforced sprayed concrete and bolting, 9-12 cm, **Sfr (E700)+B**
- ⑥ Fibre reinforced sprayed concrete and bolting, 12-15 cm + reinforced ribs of sprayed concrete and bolting, **Sfr (E700)+RRS I +B**
- ⑦ Fibre reinforced sprayed concrete >15 cm + reinforced ribs of sprayed concrete and bolting, **Sfr (E1000)+RRS II+B**
- ⑧ Cast concrete lining, **CCA** or **Sfr (E1000)+RRS III+B**
- ⑨ Special evaluation

Bolts spacing is mainly based on Ø20 mm

E = Energy absorption in fibre reinforced sprayed concrete

ESR = Excavation Support Ratio

Areas with dashed lines have no empirical data

RRS - spacing related to Q-value

 **SI30/6 Ø16 - Ø20 (span 10m)**
D40/6+2 Ø16-20 (span 20m)

 **SI35/6 Ø16-20 (span 5m)**
D45/6+2 Ø16-20 (span 10m)
D55/6+4 Ø20 (span 20m)

 **D40/6+4 Ø16-20 (span 5 m)**
D55/6+4 Ø20 (span 10 m)
Special evaluation (span 20 m)

SI30/6 = Single layer of 6 rebars,
30 cm thickness of sprayed concrete

D = Double layer of rebars

Ø16 = Rebar diameter is 16 mm

c/c = RSS spacing, centre - centre

Ilustración 44: Gráfico de fortificación de Barton. Fortificación permanente recomendada en base al valor de Q y la dimensión equivalente de la excavación (Norwegian Geotechnical Institute, 2013).

El espesor del hormigón necesario aumenta a medida que el valor de Q decrece y las líneas se dibujan en el gráfico de estabilidad indicando el grosor necesario. Para las posiciones que se encuentra entre las líneas los espesores se determinan por un valor intermedio. Si se llega a producir deformación por efecto de altas tensiones se debe usar hormigón armado en todas las categorías.

Para valores altos de Q en el gráfico de fortificación el concreto se puede usar o no. El espaciado medio de pernos en tales casos dependerá de si se utiliza o no el concreto. De esta manera el gráfico se puede dividir en dos áreas. El área definida como “espaciamiento de pernos con hormigón proyectado reforzado con fibra” donde se refiere a empernado en combinación con hormigón y el área definida como “espaciamiento de pernos en áreas sin concreto proyectado” donde se indica el espaciado de los pernos cuando no se usa hormigón.

El espaciado de pernos es más una expresión de la cantidad de pernos necesarios en lugar de una recomendación exacta del espaciamiento necesario. La posición y dirección de cada uno de los pernos debe determinarse en una evaluación de la geometría de unión de intersecciones. Esto es especialmente en áreas donde el espaciado de pernos es grande. En áreas donde no se necesario el uso de concreto, el atornillado sistemático no es relevante y siempre se debe hacer una evaluación de la posición de cada perno.

La longitud de los pernos depende de la altura de la pared de la abertura subterránea y hasta cierto punto de la calidad del macizo rocoso. Las recomendaciones de longitud de los pernos se encuentran al lado derecho del gráfico de fortificación pero de todos modos es necesario una evaluación. En geometrías de

unión desfavorable es necesario pernos más largos que los recomendados en el gráfico, así como existe una necesidad general de aumentar la longitud de los pernos al disminuir el valor de Q.

SopORTE de muralla

El gráfico de fortificación es principalmente valido para corona de cavernas subterráneas donde normalmente el nivel de soporte de las paredes es menor para valores de Q altos e intermedios ($Q > 0,1$). Cuando el sistema Q se usa para el soporte de murallas se debe usar la altura de las paredes en lugar del tramo. El valor de 1 real se ajusta como se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 39: Ajustes del valor de Q para fortificación de paredes.

Macizo rocoso de buena calidad.	$Q > 10$	Multiplicar el valor de Q por 5.
Macizo rocoso de calidad intermedia.	$0,1 < Q < 10$	Multiplicar el valor de Q por 2,5. En caso de altas tensiones usar el valor de Q real.
Macizo rocoso de mala calidad	$Q < 0,1$	Usar valor de Q real.

El valor obtenido después de la conversión se usa luego con en el gráfico de fortificación para determinar el soporte de pared apropiado.

3.5.2 ESTABILIDAD DE CASERÓN.

En el presente apartado se presentan las metodologías utilizadas para determinar la estabilidad de obras subterráneas del tipo caserón, donde estas corresponden la extracción de mineral dejando un vacío con forma de paralelepípedo, siendo la unidad básica de explotación en minería subterránea.

Los caserones se puede dejar vacíos (*“Sub Level Stopping”*), rellenos (*“Cut and Fill”*) o finalmente dejarlos colapsar (*“Caving”*). El diseño de caserones para permaneces en estabilidad se realiza mediante la metodología propuesta por Mathews mientras que para determinar si la estructura se derrumba se utiliza la metodología de Laubscher. En ambos casos el dimensionamiento máximo que estas estructuras pueden tener para permanecer estable depende directamente de las características del macizo rocoso y de los esfuerzos a los que este está sometido.

Radio Hidráulico

Como fue mencionado con anterioridad la estabilidad de las obras subterráneas además de tener directa relación con las características del macizo rocoso y los esfuerzos a los que este es sometido, las dimensiones de la excavación juegan un rol importante. Es por ello que es necesario cuantificar de alguna

forma la envergadura de la excavación. Para ello se presentan dos índices, el radio hidráulico (RH) y el factor de radio (RF).

$$RH = \frac{\text{Área}}{\text{Perímetro}}$$

Ecuación 10

$$RF = \frac{2}{n} \sum_{\theta=1}^n \frac{1}{r_{\theta}}$$

Ecuación 11

Para fines de simplificar el cálculo en la teoría se ocupa el Radio Hidráulico dado que la diferencia de ambos índices no cambia de manera significativa en determinar la estabilidad de una excavación de igual dimensión, esto se puede observar en la siguiente ilustración.

Cabe destacar que el radio hidráulico tiene una interesante propiedad matemática con relación al ancho de la excavación. Si consideramos una estructura con un ancho W un largo L y una altura H, a medida que el largo de la excavación aumenta hacia el infinito, considerando un ancho constante, el radio hidráulico de la estructura converge a la mitad del ancho de la excavación.

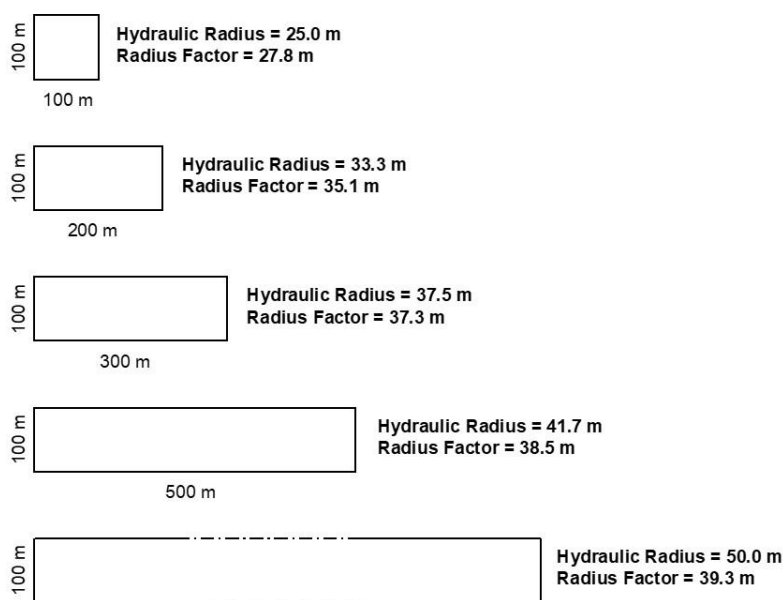


Ilustración 45: Comparación Radio Hidráulico vs Factor de radio.

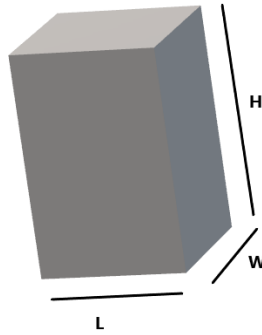


Ilustración 46: Ejemplo dimensionamiento del caserón.

$$RH = \frac{\text{Área}}{\text{Perímetro}} = \frac{WL}{2(W + L)} \quad L \rightarrow \infty \quad RH = \frac{W}{2} \left(\frac{\infty}{W + \infty} \right) = \frac{W}{2}$$

Esta característica indica que los finales de una excavación subterránea están ejerciendo una influencia significativa en el diseño de la estabilidad de la abertura para longitudes considerables.

Gráfico de Estabilidad de Mathews

El gráfico de estabilidad de Mathews (Mathews, Hoek, Wyllie, & Stewart, 1981) determina si una excavación subterránea en forma de caserón con un determinado dimensionamiento ($W \cdot L \cdot H$), representado por el radio hidráulico, se mantiene estable, se derrumba o se encuentra en una zona de potencial inestabilidad en base a casos empíricos estudiados.

El primer gráfico de estabilidad desarrollado por Mathews es el resultado de un estudio que buscaba predecir la estabilidad de excavaciones realizadas a profundidades mayores a 1000 metros. La base de datos abarco la recolección de información geométrica y geotécnica de 26 casos obtenidos de las labores mineras de una mina Australiana y dos minas Canadienses. El principal objetivo del estudio fue determinar si existía una relación entre las propiedades del macizo rocoso, la profundidad a la cual se realizan las labores mineras y la máxima superficie estable.

El gráfico de estabilidad original cuenta con tres estados de estabilidad separados por dos zonas de transición como se puede apreciar en la siguiente ilustración:

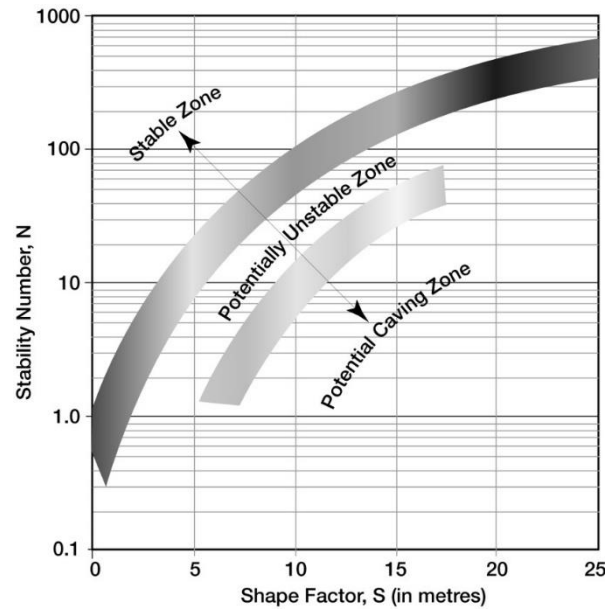


Ilustración 47: Gráfico de estabilidad de Mathews original (Mathews, Hoek, Wyllie, & Stewart, 1981).

Donde los tres estados de clasificación fueron definidos como:

- **Estable (Stable Zone):** La excavación se mantendrá en buen estado sin soporte.
- **Inestable (Potentially Unstable Zone):** La excavación presentara fallas localizadas pero tenderá a formar arcos estables. Modificando el diseño o agregando soporte podría reducir sus riesgos.
- **Caving (Caving Zone):** la excavación fallara y no podrá estabilizarse antes de ser rellenada por completo.

En el eje horizontal del gráfico de estabilidad, Ilustración 47, se presenta la medida de la geometría de la excavación a través del radio hidráulico y en el eje vertical el número de estabilidad (N) que se cuyo cálculo se determina al final de este apartado, pero básicamente se calcula a través de la siguiente expresión:

$$N = A * B * C * Q' \quad \text{Ecuación 12}$$

Donde:

- **A:** Factor de esfuerzos.
- **B:** Factor de orientación de las discontinuidades.
- **C:** Factor de ajuste por gravedad.
- **Q':** Índice de Barton modificado (Barton et al 1974).

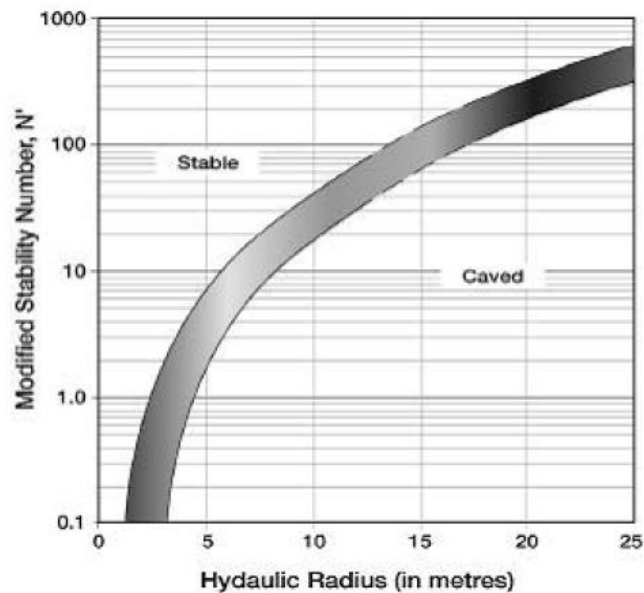


Ilustración 48: Gráfico de estabilidad modificado, (Potvin, 1988).

La primera modificación que sufre el gráfico de estabilidad de Mathews original es la realizada por Potvin (1988) que agrega más casos al estudio, pasando de los 26 casos originales a 175. Además modifica la forma en que se calcula el número de estabilidad (N) propuesto por Mathews. Potvin plantea cambiar la forma de determinar los factores A, B y C, denominándolo número de estabilidad modificado (N'). De este modo los estados de clasificación utilizados son los mismos que los definidos inicialmente por Mathews y las zonas de transición se reducen a una la cual hace referencia al estado inestable.

Las modificaciones realizadas en el cálculo de los factores respecto a lo planteado originalmente por Mathews se pueden resumir en:

- Factor A: se tomara un valor de A igual a 0,1 para toda razón de σ_{UCS}/σ_i menor a 2.
- Factor B: Se cambia los rangos de ángulos donde obtiene valores el factor y se agregan variantes si existen diferencias entre los rumbos de las discontinuidades y las paredes. El valor mínimo del factor B pasa de 0,3 a 0,2.
- Factor C: incorpora los métodos de falla de caída por gravedad y deslizamiento. En el caso del deslizamiento el factor C considera el manteo de la discontinuidad crítica y se determina de una manera distinta al gráfico original.

Estos cambios se pueden ver resumidos en la Ilustración 49. Donde cabe destacar que dichas metodologías no fueron consideradas validas por algunos usuarios del método pues la reducción de las

zonas de transición implicaría un nivel de precisión mayor que no queda garantizado por Potvin (Stewart & Forsyth , 1995).

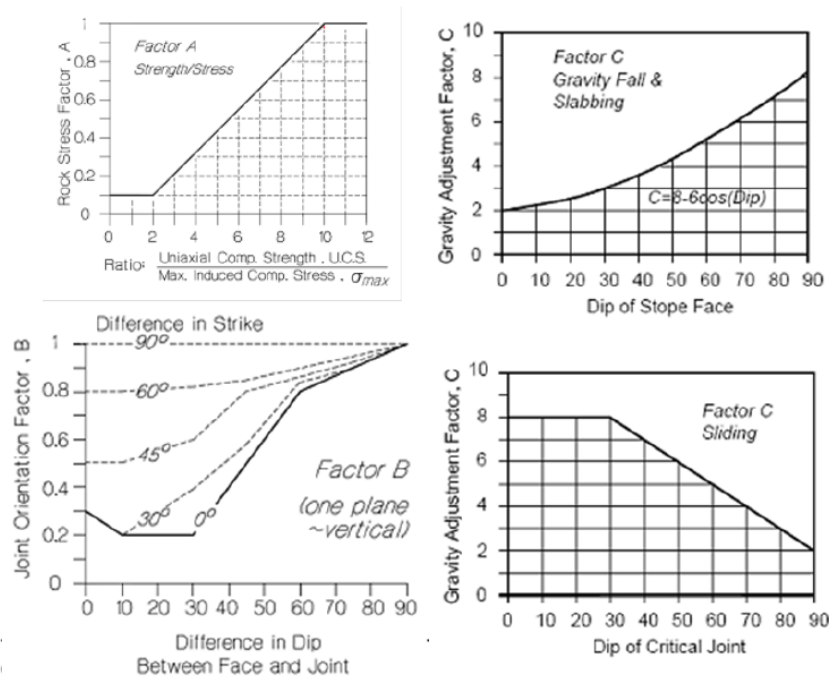


Ilustración 49: Modificación para los factores A, B y C propuesta por Potvin (Potvin, 1988)

Posteriormente Nickson (1992) agrega 13 casos no soportados a la base de datos de construcción del gráfico. Además es el primer autor en establecer la frontera de estabilidad en base a una herramienta estadística llamada distancia de Mahalanobis. Los resultados obtenidos guardan coherencia con las fronteras propuestas por Potvin, gráficamente se puede observar en la siguiente ilustración:

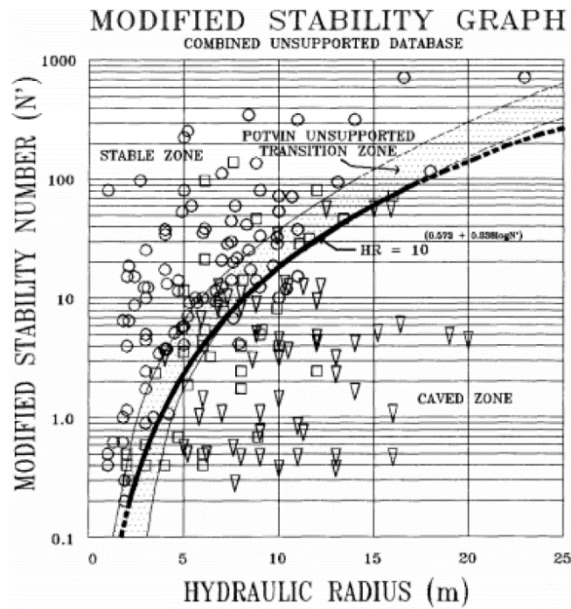


Ilustración 50: Gráfico de estabilidad, frontera propuesta por Nickson (Nickson, 1992).

El gráfico de estabilidad modificado fue actualizado posteriormente por Hadjigeorgiou et al. (1995) donde agrega 29 casos más. La base de datos, 228 casos, es analizada por método de análisis discriminantes. Además se debe considerar que este estudio incluyó casos de caserones con soporte.

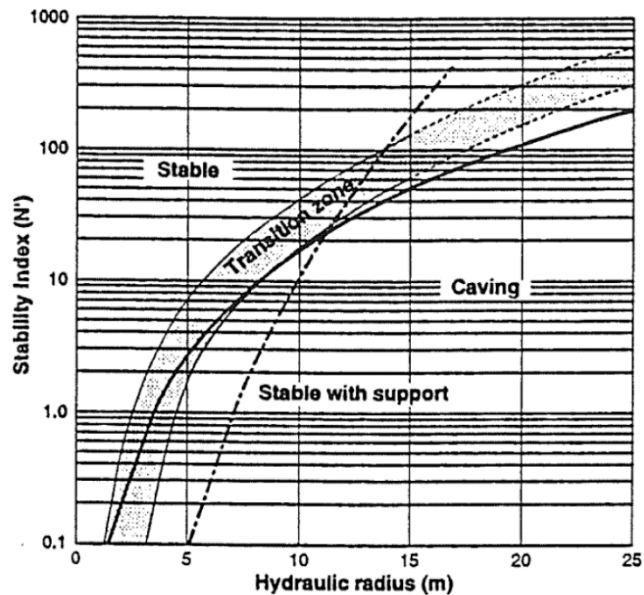


Ilustración 51: Gráfico de estabilidad Hadjigeorgiou (Hadjigeorgiou, Leclaire, & Potvin, 1995).

Otras modificaciones fueron propuestas por Stewart y Forsyth (1995) permitiendo una definición más fina de los tipos de falla, clasificando está en cuatro zonas:

- **Potentially Stable (Potencialmente Estable):** Las superficies son esencialmente auto-soportadas con mínima dilución (10%).
- **Potentially Unstable (Potencialmente Inestable):** Las superficies requerirán soporte. El grado de soporte determinara las fallas asociadas. La dilución estimada es de 10 – 30%.
- **Potentially Major Failure (Potencial Colapso Mayor):** las superficies requerirían un grado de soporte mayor y extenso. La dilución estimada supera el 30%.
- **Potential Caving:** Las superficies presentaran caving, no se mantendrá estable bajo ninguna condición.

Lo interesante de del gráfico propuesto por Stewart & Forsyth (1995) es que las zonas descritas cualitativamente se traducen en un término cuantitativo como dilución, mejorando la precisión y confiabilidad del método.

El gráfico de estabilidad propuesto por Stewart y Forsyth se puede observar en la Ilustración 52, en él se pueden observar claramente las cuatro zonas definidas anteriormente. Existen algunas zonas de transición más amplias que otras y eso se debe a la subjetividad de algunos casos.

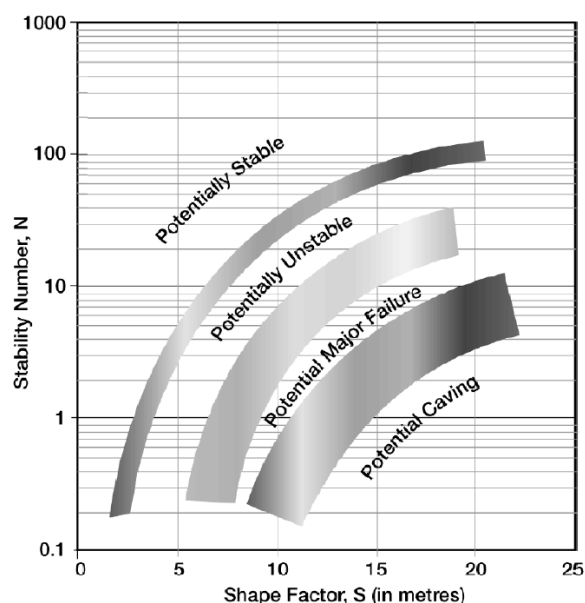


Ilustración 52: Gráfico de estabilidad Stewart and Forsyth (Stewart & Forsyth , 1995).

Los usuarios del gráfico original de Mathews indicaban que el método no era capaz de determinar correctamente la extensión del nivel de hundimiento para minas que fueran explotadas por “Block Caving”. La frontera definida para el “caving” no entregaba áreas lo suficientemente extensas como para que comience la propagación del “caving”. Al realizar una comparación entre el gráfico original

propuesto por Mathews y el propuesto por Steward y Forsyth es posible apreciar que la zona de potencial hundimiento, en el último, se encuentra ubicado para radios hidráulicos mayores y números de estabilidad (N) menores.

Posteriormente Suorineni (1998) ocupa la función de verosimilitud para definir la frontera de estabilidad, para ello utiliza el número de estabilidad modificado, según la siguiente ecuación:

$$RH = 10^{(0,4905 - 2 \log(\Delta) + 0,3738 \log(N'))} \quad \text{Ecuación 13}$$

Donde Δ es la razón de verosimilitud de la razón entre las probabilidades de ser estable o inestable. Una razón de verosimilitud igual a uno tiene igual probabilidad de ser estable o de ser inestable. La frontera correspondiente a una verosimilitud de uno es similar a las propuestas con anterioridad por Potvin y Nickson.

El gráfico de estabilidad modificado por Suorineni (1998) se puede observar en la Ilustración 53, donde en color azul se observa el caso antes mencionado el cual presenta una curva parecida a la propuesta por Potvin y Nickson anteriormente.

El número de estabilidad modificado (N') propuesto por Potvin no mejora significativamente la precisión de los análisis de estabilidad y es más complicado de calcular que el número de estabilidad original (N) (Stewart & Forsyth, 1995) (Trueman, Mikula, Mawdesley, & Harries, 2000).

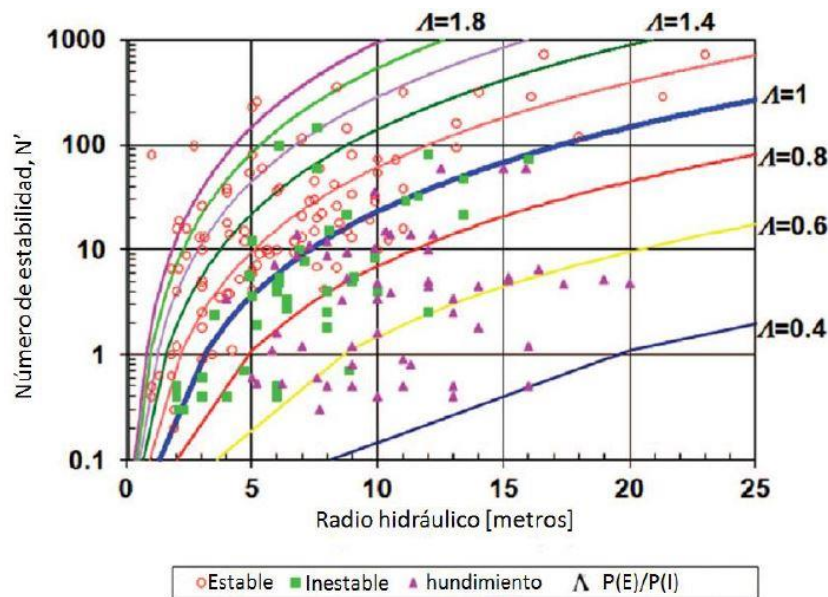


Ilustración 53: Gráfico de estabilidad, Suorineni (1998).

La última proposición de gráfico de estabilidad utilizando el número de estabilidad original (N) fue realizada por Mawdesley (2001) utilizando regresión logística en una base de datos de 485 casos no soportados, volviendo a la definición de estabilidad utilizada inicialmente por Mathews. Este gráfico es construido en una escala logarítmica y las fronteras entre las diferentes zonas de estabilidad quedan definidas por las siguientes ecuaciones (Mawdesley, Trueman, & Whitlen, Extending the Mathew's stabilitygraph for open strope design, 2001):

$$N_{Estable-Falla} = 0,32 * RH^{1,82} \quad \text{Ecuación 14}$$

$$N_{Falla-Falla mayor} = 0,07 * RH^{1,82} \quad \text{Ecuación 15}$$

Estas se pueden ver gráficamente en la Ilustración 54, donde es posible observar que ambas curvas con paralelas entre sí. Fueron establecidas de este modo para entregar una mejor definición de las zonas de transición.

Las curvas propuestas guardan relación con los valores asignados para la probabilidad, donde se utilizó:

- Estable : 1 – 0,6
- Falla : 0,6 - 0,4
- Falla mayor : 0,4 - 0

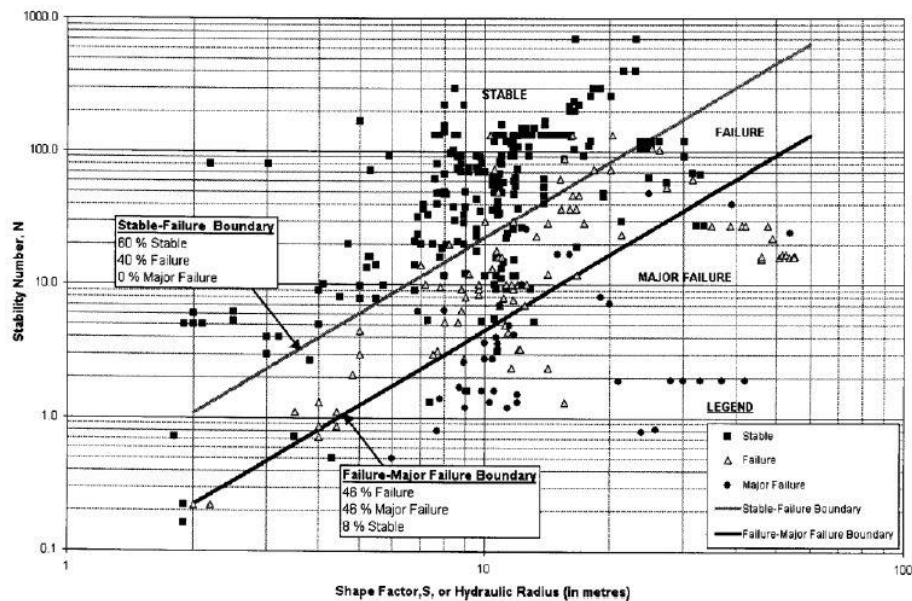


Ilustración 54: Gráfico de estabilidad, Mawdesley (Mawdesley, 2002).

Adicionalmente con la regresión logística es posible obtener fronteras de isoprobabilidad como se presenta a continuación:

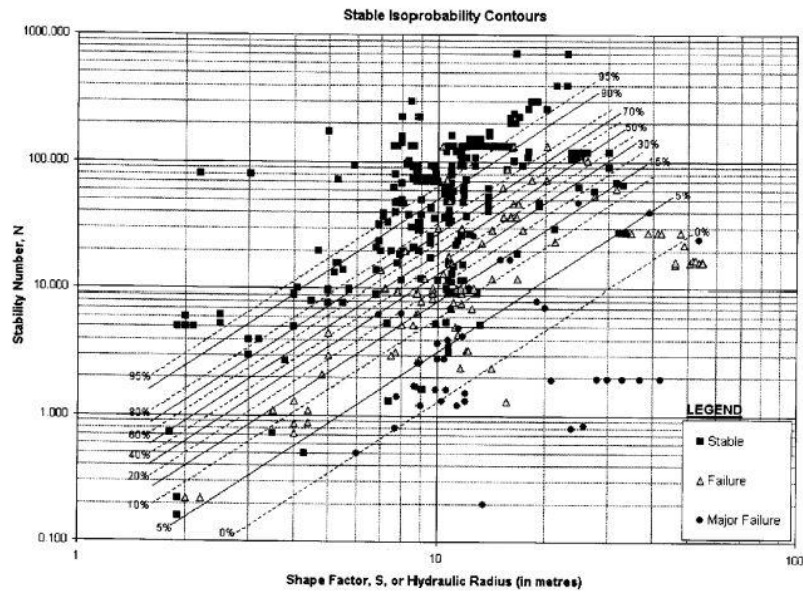


Ilustración 55: Gráfico de estabilidad con líneas isoprobables "estable" (Mawdesley, 2002).

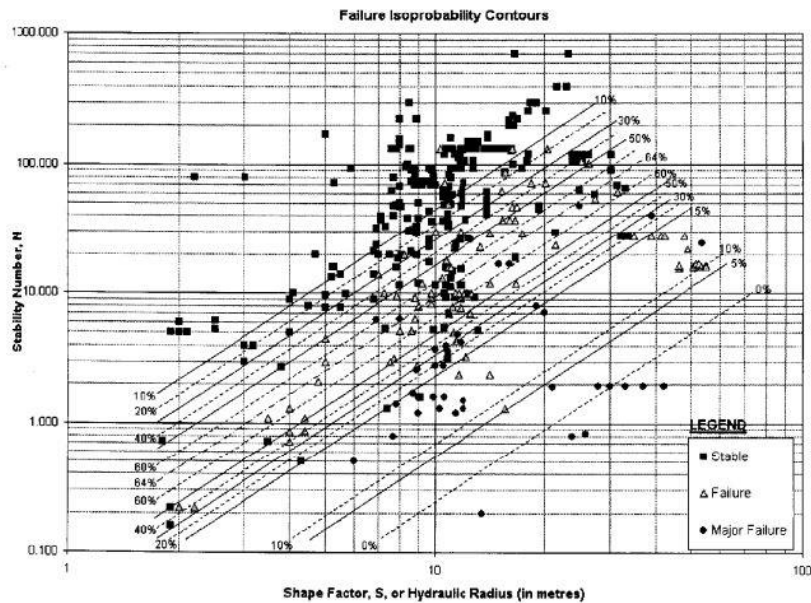


Ilustración 56: Gráfico de estabilidad con líneas isoprobables "falla" (Mawdesley, 2002).

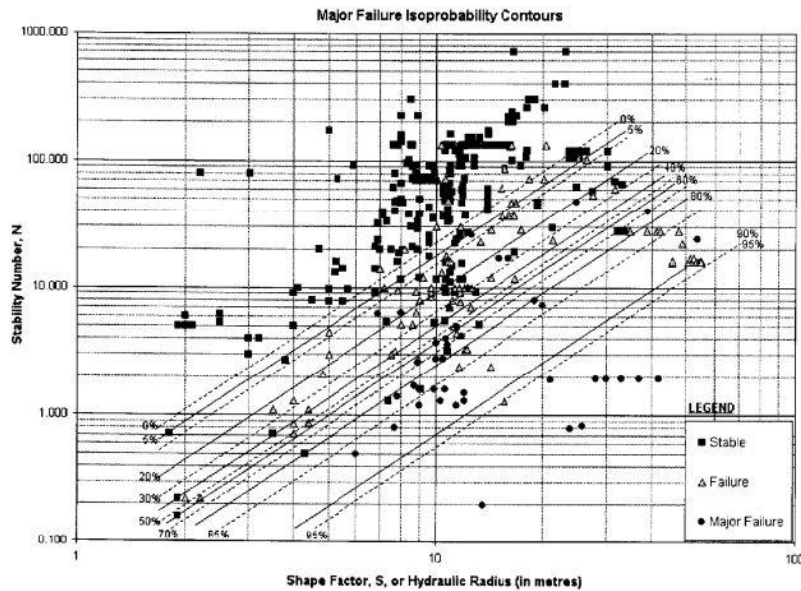


Ilustración 57: Gráfico de estabilidad con líneas isoprobables "falla mayor" (Mawdesley, 2002).

Numero de estabilidad

El número de estabilidad utilizado en el gráfico de estabilidad queda definido por la siguiente ecuación:

$$N = A * B * C * Q'$$

Donde:

- **A:** Factor de esfuerzos que representa inestabilidades en las paredes de la excavación debido a esfuerzos compresivos altos relativo a la resistencia a la compresión uniáxial de la roca intacta. Este varía entre 0,1 y 1.
- **B:** Factor de orientación de las discontinuidades. Representa la influencia de la orientación de discontinuidades relativo a la superficie de la excavación subterránea. Este varía entre 0,3 y 1.
- **C:** Factor de ajuste por gravedad. Representa la influencia de la gravedad en la estabilidad de la superficie de la excavación subterránea. Este varía entre 1 y 8.
- **Q':** Índice de Barton modificado (Barton et al 1974).

Donde el índice de Barton modificado está dado por la siguiente expresión:

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

Ecuación
16

RQD: Rock Quality Designation.

Jn: Ajuste por número de joints.

Jr: Ajuste por rugosidad en las discontinuidades.

Ja: Ajuste por alteración en las discontinuidades.

Factor A

Este factor representa la inestabilidad producto de esfuerzos en la roca. Este refleja los esfuerzos que se encuentran actuando sobre las caras libres de la excavación subterránea. Este factor es determinado a partir de la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta que conforma el macizo rocoso y el esfuerzo actuante paralelo a la cara expuesta de la excavación.

La resistencia de la roca intacta se puede determinar a través de ensayos de laboratorio realizados a la misma roca, mientras que el esfuerzo compresivo inducido se establece a partir del modelamiento numérico o se estima a partir de distribuciones de esfuerzos, usando valores de esfuerzo in situ medidas o asumidas.

Luego el factor de esfuerzos en la roca, *A*, se determina a partir de la relación entre la resistencia a la compresión de la roca intacta y los esfuerzos compresivos inducidos en el borde de la excavación (σ_c / σ_i).

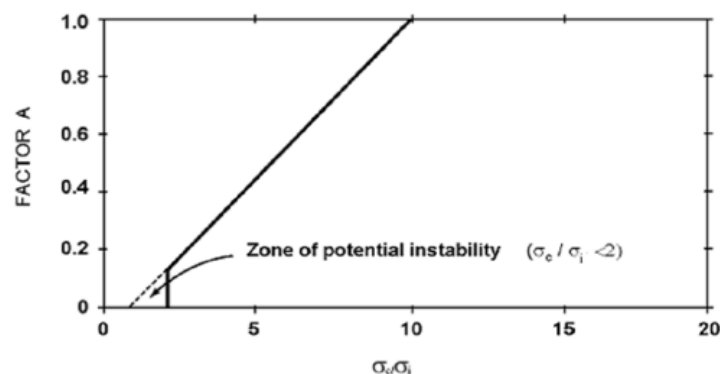


Ilustración 58: Determinación del factor de esfuerzos.

El factor *A* se puede determinar a través del gráfico en la Ilustración 58. Con el valor de la relación mencionada anteriormente se proyecta desde el eje horizontal a la curva presentada y se halla el factor de esfuerzos en la roca al intersectar con el eje vertical.

Para determinar los esfuerzos inducidos en las paredes de la excavación se utilizan las curvas propuestas por Stewart y Forsyth (1995), las cuales tienen como entrada la relación entre las dimensiones del caserón y los esfuerzos in-situ.

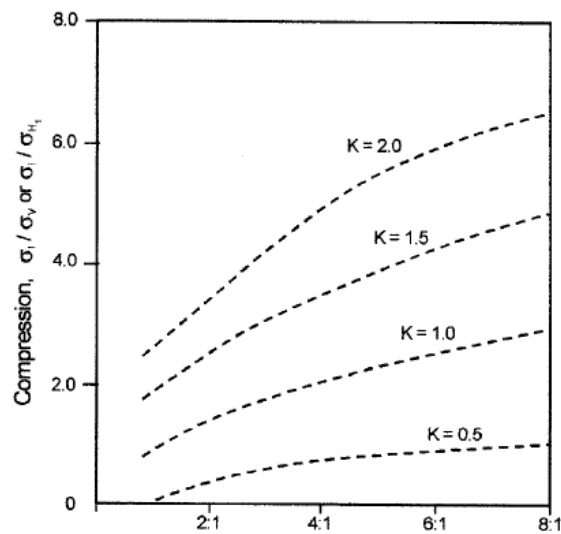


Ilustración 59: Curvas para estimar esfuerzos inducidos en paredes traseras y laterales, (Stewart & Forsyth , 1995).

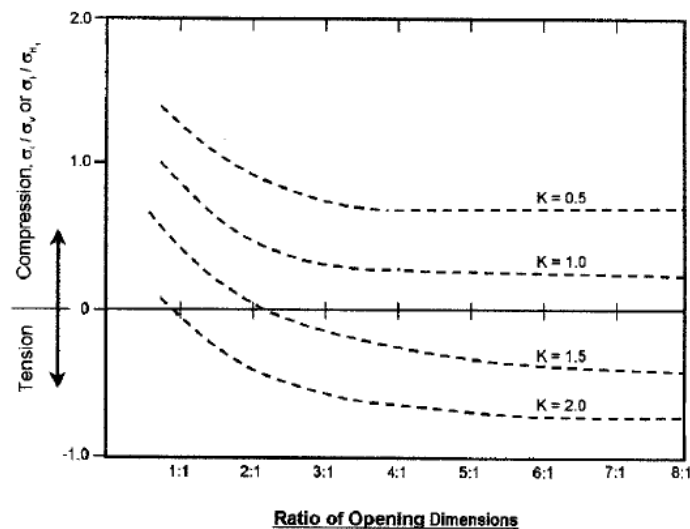


Ilustración 60: Curvas para estimar los esfuerzos inducidos en la pared colgante, (Stewart & Forsyth , 1995).

Para ocupar dicha metodología es necesario saber algunos datos del terreno en que se realiza la excavación subterránea así como tener el diseño a estudiar definido.

Factor B

El factor de ajuste por la orientación que presentan las discontinuidades en el macizo, B, toma en cuenta la influencia de las discontinuidades sobre la estabilidad de las caras de la excavación. En muchos casos

de fallas estructuralmente controladas ocurren a lo largo de las juntas críticas, las cuales forman un pequeño ángulo con respecto a la superficie libre. A medida que dicho ángulo entre la discontinuidad y la superficie de la excavación sea más pequeño, será más sensible a efectos de tronadura.

La influencia de las discontinuidades críticas sobre la estabilidad de la superficie de la excavación es más alta cuando el rumbo es paralelo a la superficie libre y es más pequeña cuando los planos son perpendiculares entre sí. El factor B que depende de la diferencia entre las orientaciones de las discontinuidades críticas y las caras de la excavación puede ser determinado a través del diagrama presentado en la Ilustración 61.

Potvin modifico la forma de determinar el factor B pero algunos investigadores llegaron a la conclusión que el número de estabilidad resulta en una diferencia no apreciable en la capacidad predictiva de la técnica para excavaciones sin soporte. Es por ello que muchos prefieren calcular el factor de B de la manera original propuesta por Mathews.

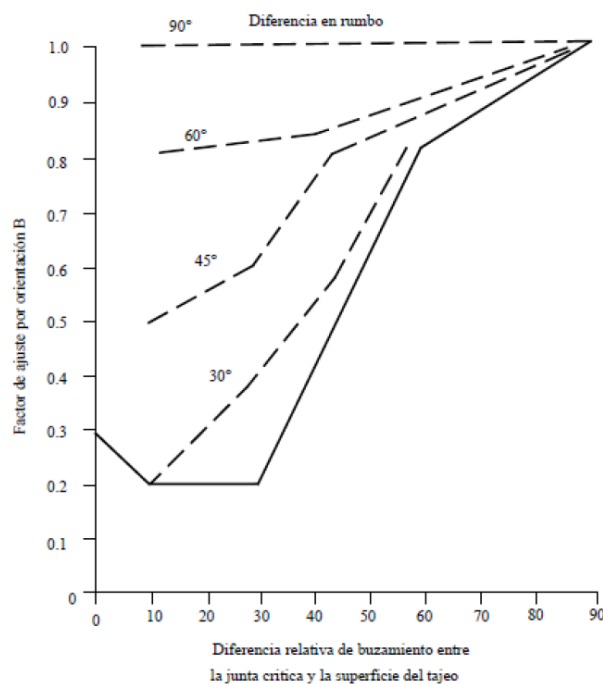


Ilustración 61: Factor de Ajuste B, se toma en cuenta la orientación de las discontinuidades con respecto a la superficie de la excavación (Potvin, 1988)

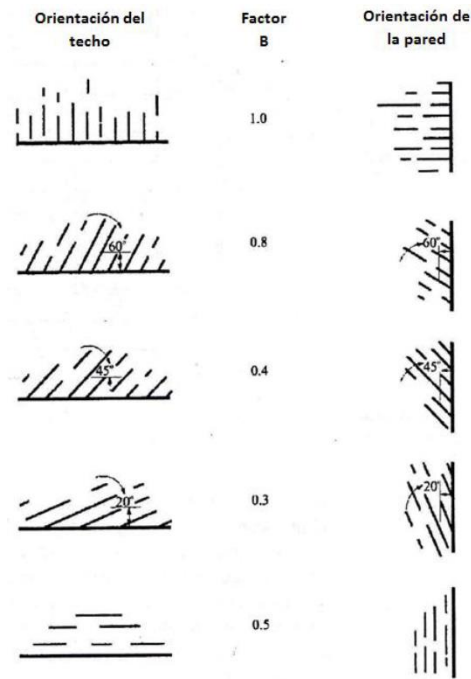


Ilustración 62: Factor de ajuste B, según Mathews (Mathews, Hoek, Wyllie, & Stewart, 1981).

Factor C

Este es un factor de ajuste por el efecto de la fuerza de gravedad. La falla de la excavación puede ocurrir desde el techo debido a caídas inducidas por la gravedad o desde las paredes de la excavación debido a deslizamiento.

Potvin (1988) sugirió que tanto las fallas inducidas por gravedad como las fallas por deslizamiento dependen directamente de la inclinación de la superficie de ruptura. El factor C para estos casos puede ser calculado a partir de la siguiente relación o a partir de diagrama graficado en la Ilustración 63.

$$C = 8 - 6\cos(a)$$

Ecuación 17

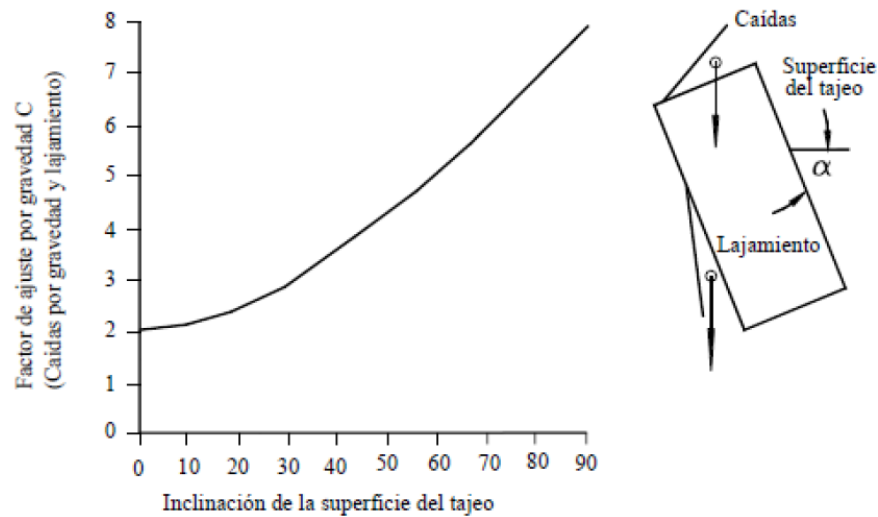


Ilustración 63: Factor C para caídas por gravedad (Potvin, 1988)

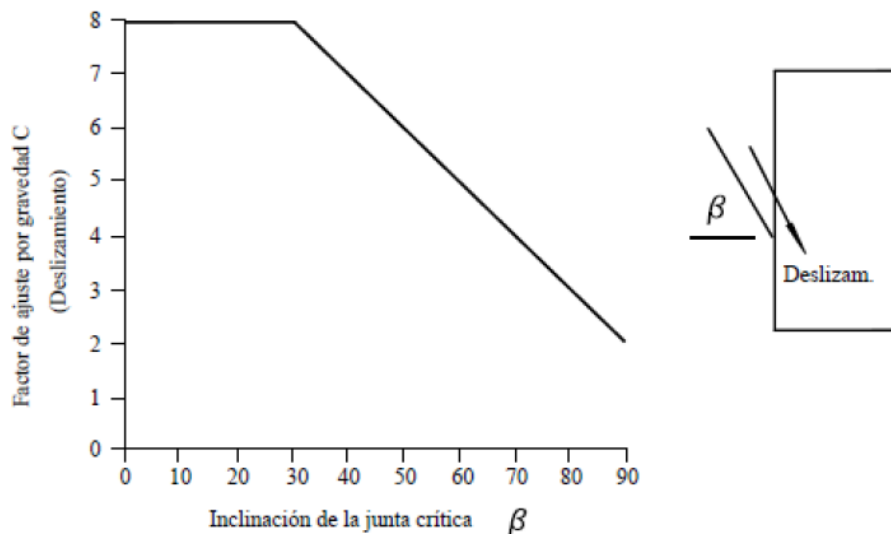


Ilustración 64: Factor C para deslizamiento (Potvin, 1988)

Este factor tiene un valor máximo de 8 para paredes verticales y un valor mínimo de 2 para techos horizontales. De este modo la falla por deslizamiento dependerá de la inclinación que presenta la discontinuidad crítica y el factor C de ajuste está dado por el gráfico de la Ilustración 64.

De igual modo que el Factor B la modificación del factor C tampoco es muy aceptada por algunos usuarios del método, por lo que prefieren el método original que se ve en la siguiente figura:

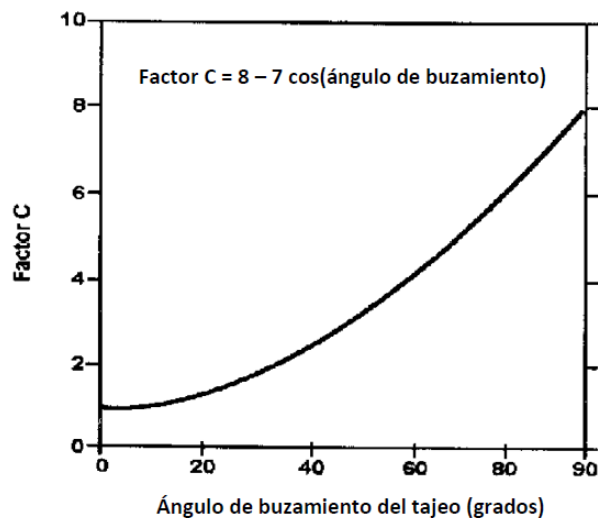


Ilustración 65: Factor C para deslizamiento (Mathews, Hoek, Wyllie, & Stewart, 1981)

Gráfico de Hundibilidad de Laubscher

El gráfico de hundibilidad de Laubscher (diering y Laubscher, 1987, Laubscher 1990, 1994, 2001) es una herramienta empírica que utiliza el índice de estabilidad MRMR y las dimensiones de la excavación subterránea para entregar información respecto a si se mantendrá estable la excavación o se producirá la propagación del “caving”. Los datos fueron tomados en diferentes condiciones de operación de minas provenientes de Zimbabue, Chile, Canadá y Estados Unidos.

El diagrama se refiere a la estabilidad del arco de roca, el cual se divide en tres zonas empíricas:

- **Stable Zone (Zona estable):** la cual solo requiere soportes para algunos bloques claves.
- **Transitional Zone (Zona de transición):** que requerirá soportes o pilares penetrantes o que se prevea la dilución.
- **Caving Zone (Zona de hundimiento):** se propagara el hundimiento siempre que haya espacio disponible o se produzca subsidencia.

En la Ilustración 66 se observa el gráfico de hundibilidad de Laubscher, el cual en base al índice MRMR del macizo rocoso y el factor de dimensionamiento de la cavidad subterránea, radio hidráulico, entrega información de la estabilidad de la construcción o de la propagación del “caving” en base a las dimensiones de la excavación subterránea y las características del macizo rocoso en que esta es llevada a cabo.

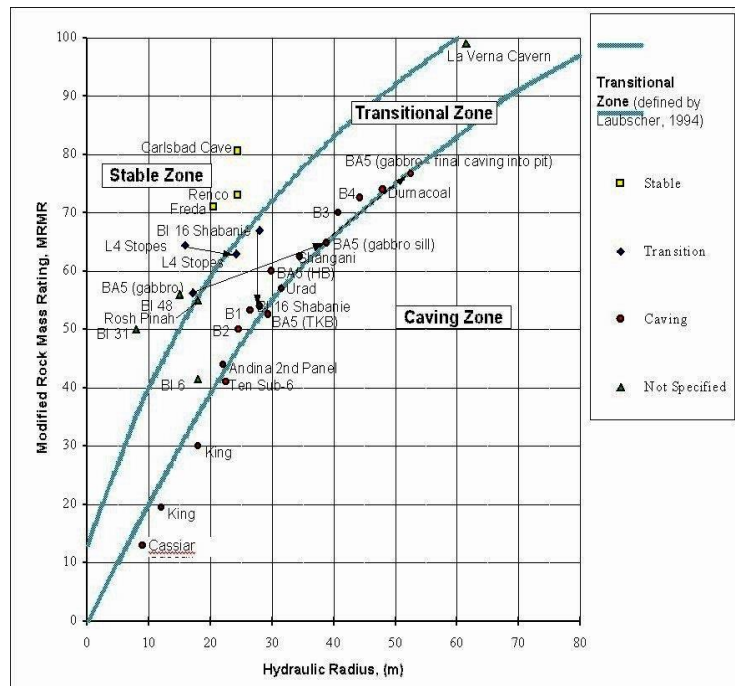


Ilustración 66: Gráfico de hundibilidad de Laubscher (Laubscher, 1994).

Por el eje de las ordenadas se encuentra el Modificado Rock Mass Rating (MRMR) como índice de caracterización del macizo rocoso y en el eje de las abscisas se entra con el radio hidráulico de la excavación realizada. En el punto de intersección de estos valores se encuentra la condición de estabilidad de la excavación en estudio.

4. DESARROLLO

En el presente apartado se describe el desarrollo para determinar el método que más se adapte a las condiciones del cuerpo mineralizado y la roca de caja contenedora para realizar la explotación de la veta de “Punta Diamante” e implementar el plan de producción de esta. Esto se realiza según la metodología planteada anteriormente, dividiendo el desarrollo en 5 etapas:

- Caracterización geotécnica del macizo rocoso
- Selección del método de explotación
- Diseño de obras subterráneas
- Análisis de estabilidad y fortificación de obras
- Plan de producción

De este modo se busca aplicar la ingeniería dentro de las labores de la faena minera de Terramina para potenciar los ingresos al realizar un método de explotación factible teniendo en consideración las características del yacimiento y las capacidades de mano de obra y equipos con que cuenta la faena en la actualidad, sin dejar de lado la seguridad de la operación y de los trabajadores a cargo de la explotación.

4.1 CARACTERIZACIÓN GEOTÉCNICA DEL MACIZO ROCOSO

En la Ilustración 67 se puede observar una imagen desde la altura, en ella es posible distinguir la pertenencia de la faena minera de Terramina, limitada por las líneas en blanco que unen los vértices de esta (puntos L). En la zona superior de la imagen se ubica el pueblo de Larmahue, la cual corresponde a la zona poblada más cercana a la faena, lugar en el cual se encuentra el campamento de trabajadores. El portón de acceso a la pertenencia se encuentra en la zona norte de la pertenencia, a 750 metros de la zona poblada.

La ubicación de la entrada a las galerías de exploración “Zarzamora”, “Aterrada” y “Punta Diamante” representadas en la imagen por los puntos P1, P2 y P3 respectivamente dentro de la pertenencia. Las coordenadas en las que se encuentran las galerías de exploración y algunos puntos de interés de la faena

se pueden ver en coordenadas sexagesimales o en UTM en la Tabla 40, además de la altura respecto al nivel del mar en que se encuentra cada uno de los puntos.

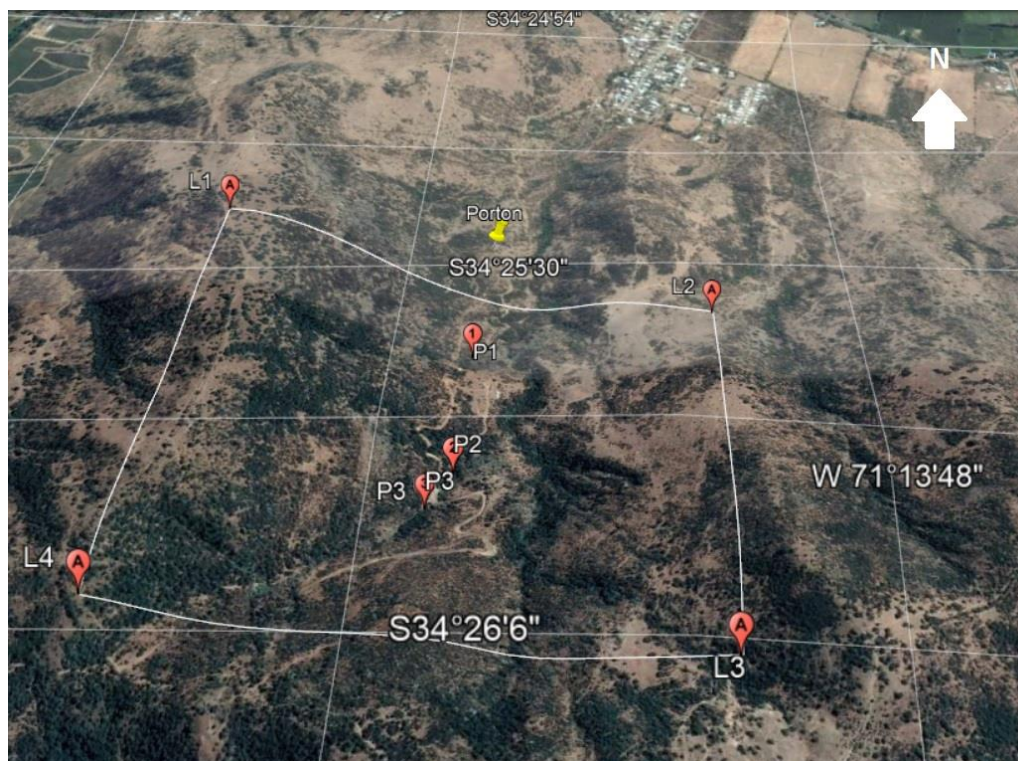


Ilustración 67: Disposición de las galerías de exploración dentro de la pertenencia de Terramina (*Google Earth*).

Tabla 40: Coordenadas puntos de interés Faena Terramina.

Punto	Grado minuto Segundo		UTM			Altura [msnm]
	Latitud	Longitud	Zona	Norte	Este	
Entrada P1	34°25'41,527"	71°14'18,106"	19	6188092	294316	413
Entrada P2	34°25'53,140"	71°14'18,337"	19	6187734	294318	508
Entrada P3	34°25'56,359"	71°14'19,910"	19	6187634	294280	523
Polvorín	34°25'44,943"	71°14'15,846"	19	6187988	294376	456
Portón	34°25'27,966"	71°14'17,667"	19	6188510	294318	336
Campamento	34°25'4,2816"	71°14'4,855"	19	6189247	294629	200

Cada una de las galerías de exploración fue dimensionada en terreno, con lo cual es posible obtener la visualización en planta del avance de las galerías hasta el momento, Marzo 2018. Esto se realizó seccionando la galería según su dirección, midiendo el rumbo y largo de cada uno de los segmentos, los

resultados obtenidos se pueden observar plasmados dentro de un mapa de altimetría de la zona en la Ilustración 68, donde es posible observar la diferencia en cotas que presentan cada una, y en la Ilustración 69 es posible observar de manera más detallada la vista en plante de cada una de las galerías.

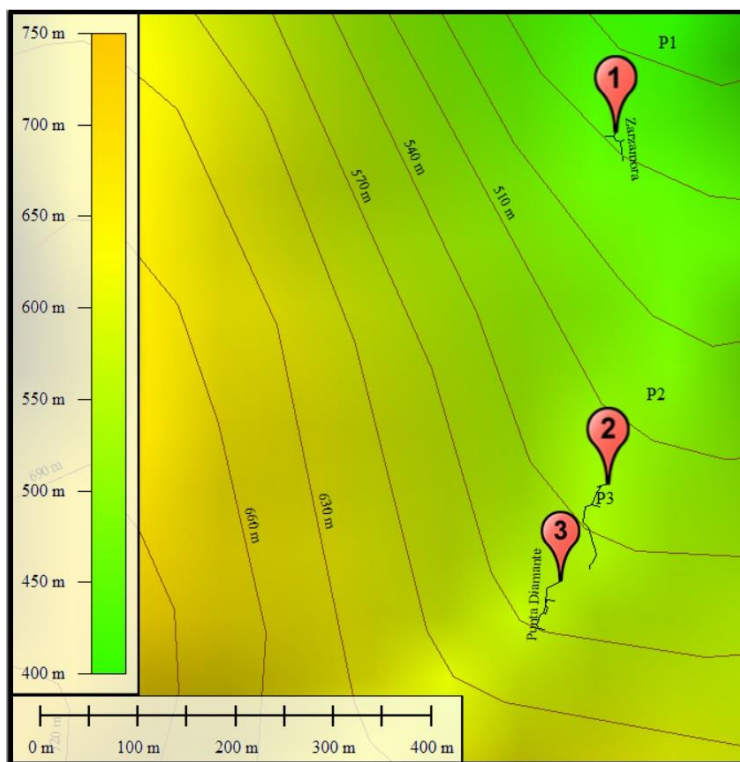


Ilustración 68: Altimetría general de la pertenencia de Terramina. P1 “Zarzamora”, P2 “Aterrada” y P3 “Punta Diamante”.

La galería de exploración “Zarzamora”, P1 en el mapa de altimetría, tiene un largo de 47 metros, con aproximadamente 1,80 metros de alto y 1 metro de ancho. La galería de “Punta Diamante”, P3 en el mapa de altimetría, tiene un total de 62 metros, donde los primeros 13 metros desde la entrada tienen un ancho de 3 metros y 2,5 metros de alto, mientras que el resto de la galería presenta 1,8 metros de alto por 1,5 metros de ancho. Finalmente la galería de “Aterrada” es de un total de 106 metros, siendo la más larga, la cual posee un ancho de 1 metros y una altura promedio 1,8 metros. Además en cada una de las galerías es posible observar afloramientos de roca mineralizada, dejando ver que el cuerpo mineralizado tiene forma de veta subvertical.

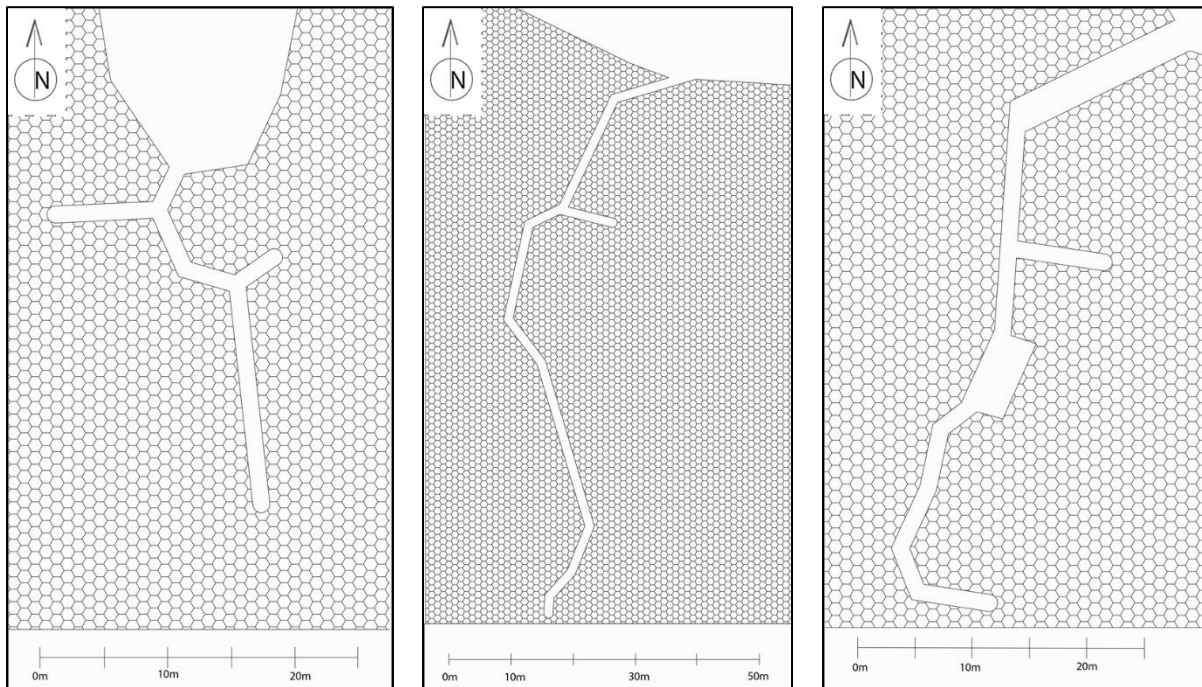


Ilustración 69: Vista en planta de las galerías de exploración de “Zarzamora”, “Aterrada” y “Punta Diamante”, de izquierda a derecha respectivamente.

En cada una de las galerías, es posible observar la disposición de una falla, adjunta a ellas se encuentra la veta de roca mineralizada, por lo cual se mide el rumbo y manto de cada una de estas fallas – veta al interior de cada una de las galerías (Tabla 41). Esto puede ser de interés para determinar si se trata de solo un cuerpo o de varios cuerpos mineralizados en forma de veta. La información de las fallas adjuntas a la zona mineralizada en cada una de las galerías de exploración queda resumida en la siguiente tabla:

Tabla 41: descripción de las fallas observadas en las galerías de exploración.

Punto	Falla - Veta		Descripción
	Rumbo	Manteo	
P1 Zarzamora	177	70 SE	En la mitad de la longitud de la galería es posible ver parte de la veta de mineral, junto a la falla.
P2 Aterrada	187	70 SE	A 10 metros del final es posible ver esta falla.
P2 Aterrada	189	70 SE	En el frente de la galería es posible ver la falla y parte de la veta mineralizada.
P3 Punta Diamante	208	70 SE	Avanzando por la galería, pasado el pozo es posible ver la falla junto con la veta mineralizada con sulfuros de cobre, esta no supera los 80 cm de espesor.

4.1.1 GEOLOGÍA LOCAL

Para obtener información más detallada de la geología local donde es emplazada la galería de “Punta Diamante” se consulta la carta geológica “Geología del área Rancagua – San Vicente de Tagua Tagua,

región del Libertador General Bernardo OHiggins, escala 1:100000”. Parte de la carta geológica se puede observar en la Ilustración 70, en específico en el cuadrante inferior izquierdo de la imagen es posible observar el cerro El Huanaco, recuadro rojo, donde se emplaza la faena minera de Terramina, localizado por el punto rojo en medio del Cerro El Huanaco.

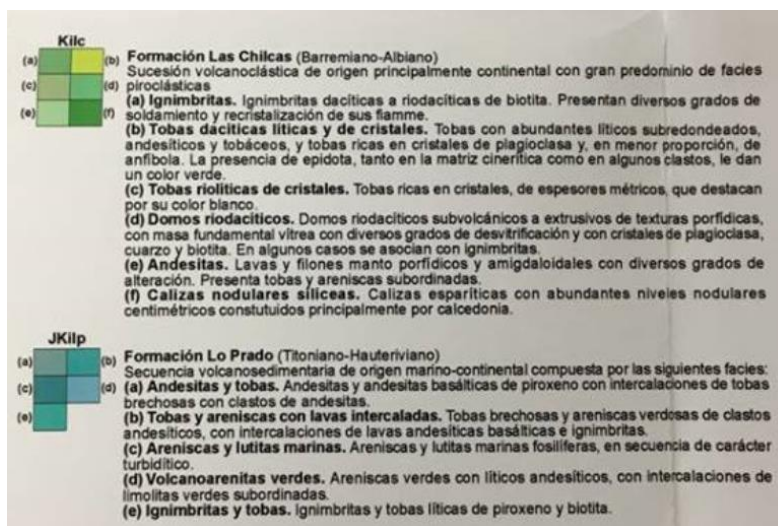
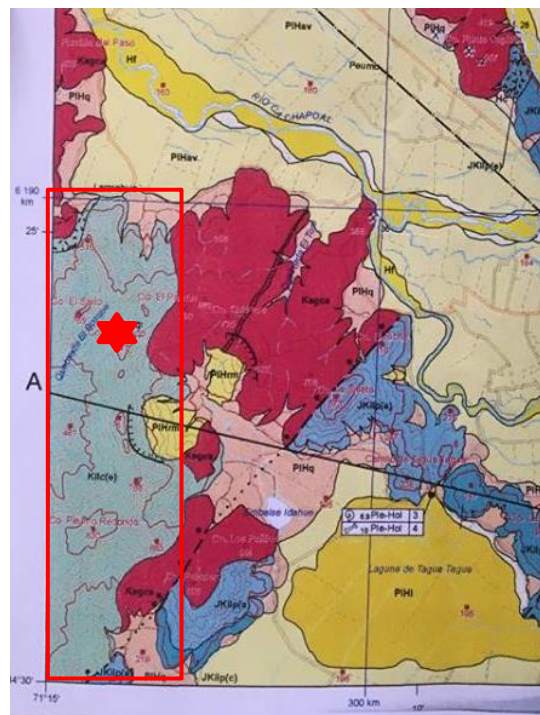


Ilustración 70 : Geología regional sector Cerro el guanaco, cuadrante inferior izquierdo (Geologia del area de Rancagua – San Vicente TT, VI Region. Escala 1:100.000) .

La entrada a la galería de exploración de “Punta Diamante” (P3) se encuentra en las coordenadas 34° 25’56” Lat S 71°14’19” Long W (Tabla 40) en medio del Cerro El Huanaco. La geología del Cerro el Huanaco es uniforme para todo el sector, la cual corresponde a lavas andesitas y filones, mantos

porfídicos y amigdaloidales con diversos grados de alteración. Presenta tobas y areniscas subordinadas (Kilc(e)), Ilustración 70 (Sernageomin). La galería de “Punta Diamante” presenta lavas andesíticas.

Por otro lado de las visitas a terreno se tomaron muestras del macizo a lo largo de toda la sección de la galería de exploración de “Punta Diamante”. Estas se analizaron y se realizaron probetas, de la cual es posible observar una textura porfídica andesítica, con mineralización metálica y alteración de clorita sericita. Con ayuda de una lupa de mano Iwamoto Achromatic 10x y 20x es posible apreciar una textura porfídica fina en la roca, con granos de menos de un milímetro de diámetro. Estas características se mantienen a lo largo de toda la galería de exploración, repitiéndose en cada una de las muestras tomadas.

De este modo la roca de caja del yacimiento presente en “Punta Diamante” corresponde a una roca andesítica con alteración de clorita sericita.

4.1.2 CUERPO MINERALIZADO

Se reconoce una falla dentro de la galería de “Punta Diamante”, Tabla 41, continua a ella la veta de mineral de hasta 0,8 metros de potencia. Además se observan afloramientos de mineral en el talud de la entrada a la galería y en las cotas superficiales sobre la galería de “Punta Diamante”. En base a esto se estima que la veta observada podría tener varios metros de persistencia.

Para determinar la profundidad y/o la carga litostática sobre la galería de exploración de “Punta Diamante” se realizó un trazado de altimetría sobre esta, la que se puede observar a la izquierda de la Ilustración 71. La galería se encuentra dispuesta en la cota 523 [msnm] (Tabla 40), y la altimetría realizada desde la entrada marcada por el punto rojo hacia el fondo, en la dirección del rumbo que toma la galería en cada tramo presenta valores entre los 552 y 570 msnm, es decir sobre la galería hay de 29 a 47 metros de roca.

En la parte derecha de la Ilustración 71 se muestra un mapa de altimetría de la galería de “Punta Diamante” y se dispone esquemáticamente la falla, rumbo N28°E manto 70°SE, que es posible observar en la galería junto a la cual se encuentra la zona mineralizada, esta se grafica de manera sobredimensionada ya que no se tienen datos de su persistencia. De este modo es posible comprender en que partes de la galería de exploración puede afectar u observarse. En terreno esta se puede observar desde la zona del “Pozo” hacia el fondo de la galería.

De manera similar se determina la altimetría sobre la falla presente en punta diamante, siguiendo su rumbo, para poder estimar la persistencia de esta ya que en las cotas superiores es posible ver zonas

mineralizadas. La altimetría queda plasmada en la imagen inferior derecha de la Ilustración 71. En zonas cercanas a donde es posible ver la falla y mineralización, desde el dominio “Pozo” hasta el dominio “C” al final de la galería, el macizo tiene una altura entre 560 a 570 msnm.

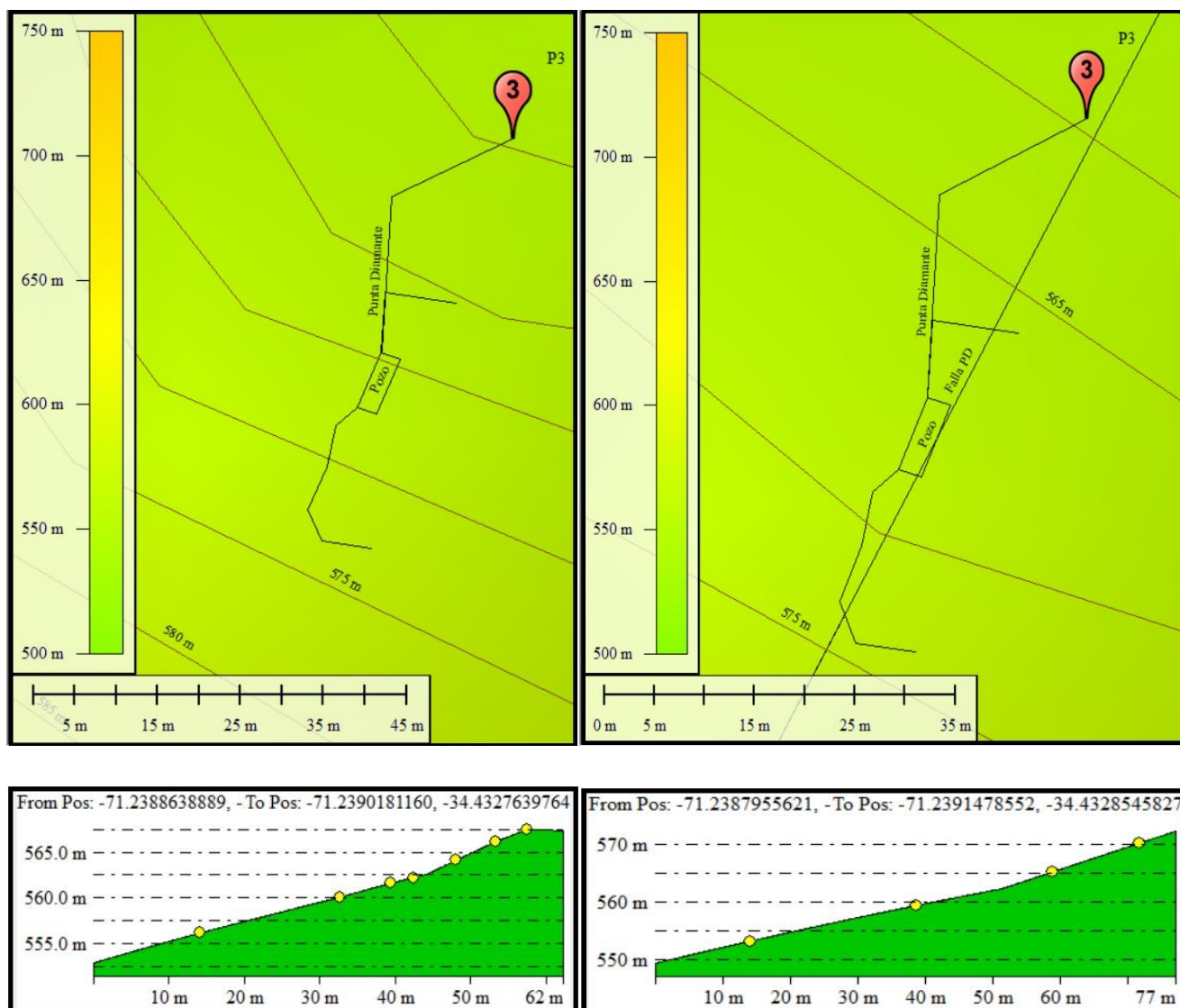


Ilustración 71: Izquierda, trazado y curva de nivel sobre la galería de exploración de punta diamante. Derecha, falla y curva de nivel sobre el rumbo de la falla en la cual se observa la veta. El P3 representa la entrada a la galería de exploración de “Punta Diamante”.

Con ello se estima que la que sobre la falla – veta el macizo tenga^o tenga aproximadamente 40 metros de alto en dicha zona, considerando que esta presenta un manteo de 70°SE puede alcanzar los 46 metros de alto en dicha dirección, con 80 centímetros de potencia y un largo de 20 metros, correspondiente al largo en que es posible observar afloramientos de mineral en la galería de exploración, se estima que la zona mineralizada corresponde a 736 [m³] aproximadamente 1987 toneladas de mineral, considerando una densidad de 2,7 [ton/m³]. Este tonelaje puede aumentar si la persistencia se mantiene en zonas de

mayor altitud o la veta persiste en rumbo a través del macizo o disminuir si la persistencia de la veta y/o la falla no son hasta las cotas superficiales.

Tabla 42: dimensiones del cuerpo mineralizado.

Cuerpo mineralizado	
Alto [m]	46
Largo [m]	20
Potencia media [m]	0,8
Mineral total [ton]	1987

4.1.3 GEOLOGÍA DEL CUERPO MINERALIZADO

La mineralización de la veta corresponde a una brecha polimetálica de sulfuros masivos, dentro de los cuales se puede encontrar principalmente Calcopirita (CuFeS_2) y Bornita (Cu_5FeS_4) y en menor cantidad Calcosina (Cu_2S), Covelina (CuS), Especularita (Fe_2O_3) y vetillas de Cuarzo (SiO_2). En la Ilustración 72 se puede observar una muestra de la brecha polimetálica, la Calcopirita y Bornita abundante en la muestra, mientras que la en la imagen izquierda es posible ver parte de las vetillas de Cuarzo y mineralización de Especularita.

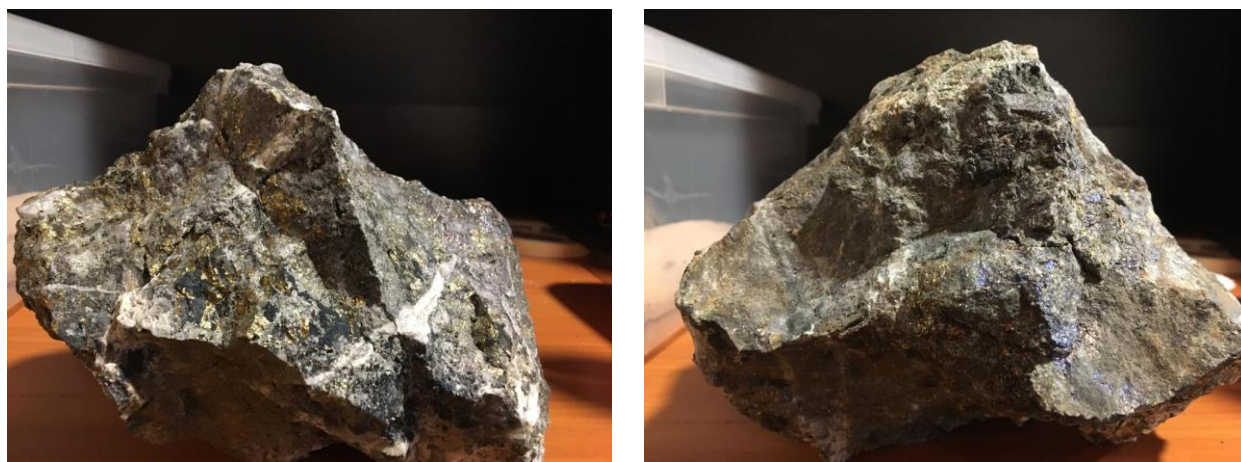


Ilustración 72: Muestra de la brecha polimetálica de sulfuros masivos en la galería de "Punta Diamante".

Además dentro de la galería de exploración de “Punta Diamante” es posible observar dos Falla-Veta de menor potencia que atraviesan perpendicularmente la sección de la galería, las cuales presentan mineralización de Anhidrita (CaSO_4), una a 15 metros de la entrada de la galería y la otra en la parte final de esta.



Ilustración 73: muestra de las vetas de Anhidrita en la galería de "Punta Diamante".

4.1.4 DOMINIOS GEOTÉCNICOS

Para realizar la caracterización del macizo en la galería de “Punta Diamante” es necesario realizar un mapeo en terreno de esta, observar las principales características de la roca intacta, discontinuidades y la interacción entre ellas. Para ello es necesario seccionar la galería en dominios, los cuales presentan características similares por tipo de roca intacta, disposición de las discontinuidades, rumbo de la galería, meteorización, alteración, mineralización y presencia de agua.

Con el objetivo de diferenciar cuerpos mapeables y determinar las características geotécnicas propias del macizo se realiza la subdivisión de la galería en los siguientes dominios:

Tabla 43: Dominios galería de exploración “Punta Diamante”.

Dominio	Distancia [m]	Rumbo Galería	Rx intacta	Familias de Discontinuidades	Meteorización	Agua	Mineralización
Entrada	0 – 14	240º	Andesita	5	Leve	Seco	-
A	14 – 32	183º	Andesita	5	Leve	Húmedo	Anhidrita
Pozo	32 – 42	200º	Andesita	2	Leve	Mojado	Sulfuros Cu
B	42 – 47	190º	Andesita	4	Leve	Mojado	Sulfuros Cu
Falla	47 – 52	200º	Andesita	5	Leve	Goteo	Sulfuros Cu
C	52 - 58	160º	Andesita	5	Leve	Goteo	Anhidrita

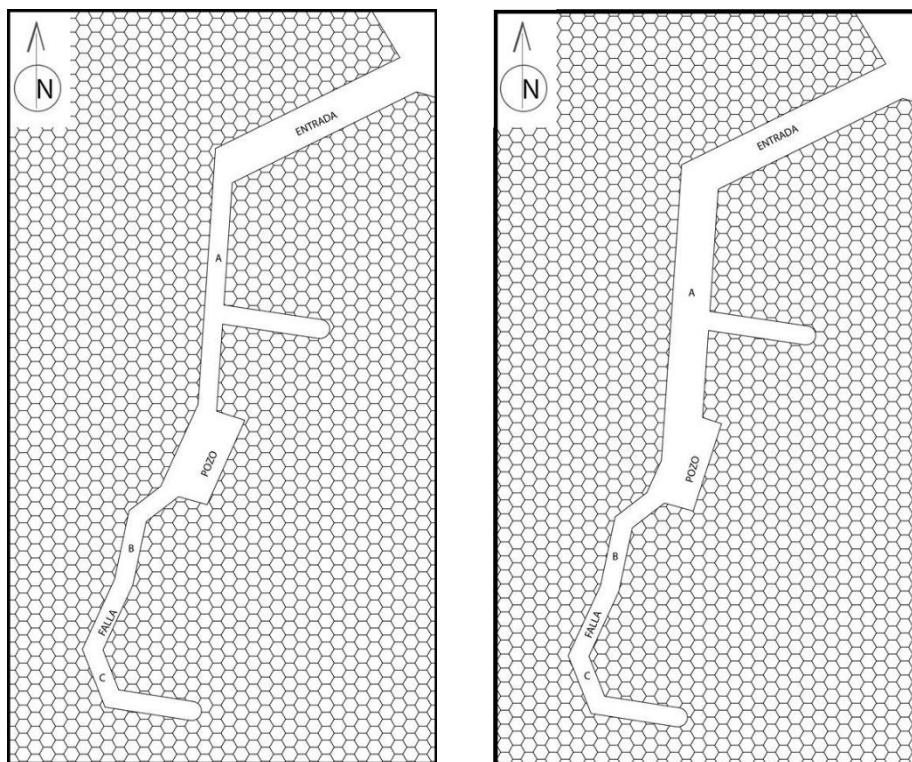


Ilustración 74: Imagen en planta de la galería de exploración de “Punta Diamante”. Se nombran los dominios en estudio.

En la Ilustración 74 se puede observar el trazado en planta de las galerías de explotación de “Punta Diamante”. En la imagen izquierda es el avance realizado a marzo 2018, donde en la zona de la entrada se tiene una galería de 3 metros de ancho y 2,5 metros de alto mientras que desde el dominio A en adelante la galería es de 1,5 metros de ancho por 2 metros de alto. En la imagen de la derecha se ve el avance realizado a Julio donde el avance de la galería de 3 metros ya llega al dominio del pozo.

En la Tabla 43 es posible observar la sección de la galería que corresponde a cada uno de los dominios, además del rumbo que tiene la galería en dicha locación. En particular la división por dominios se realizó en base a la orientación de la galería, la observación de familias de discontinuidades y el grado de humedad o agua que se puede observar. El nombre de los dominios fue definido según el orden de las letras del abecedario con excepción de los dominios “Pozo” y “Falla”, estos reciben su nombre por encontrarse una gran acumulación de agua en un caserón y el afloramiento de la falla respectivamente.

4.1.5 CLASIFICACIÓN DEL MACIZO POR DOMINIO

Para cada uno de los dominios definidos anteriormente se determina a que rango de resistencia a la compresión pertenece con ayuda del martillo geólogo. Además se observan las principales familias de discontinuidades que se observan en las murallas, eso se realiza para ambas murallas de la galería para observar si existe una persistencia a través de la sección galería y una repetición de los sistemas estructurales (familias o sets). Esto se puede ver resumido en la siguiente Tabla 44.

Además en terreno se observaron las principales características de la roca intacta y de las discontinuidades emplazadas en ella, con ello es posible caracterizar el macizo de cada uno de los dominios según los índices de Rock Quality Designation (RQD), Rock Mas Rating (RMR), Mining Rock Mass Rating (MRMR) y Q Rock Tunneling Index, los cuales serán utilizados para la elección del método de explotación y el diseño de las obras subterráneas posteriormente. Las observaciones y los puntajes de clasificación para cada uno de los dominios se detallan en el presente apartado.

Tabla 44: Clasificación R y principales familias de discontinuidades por dominio geotécnico.

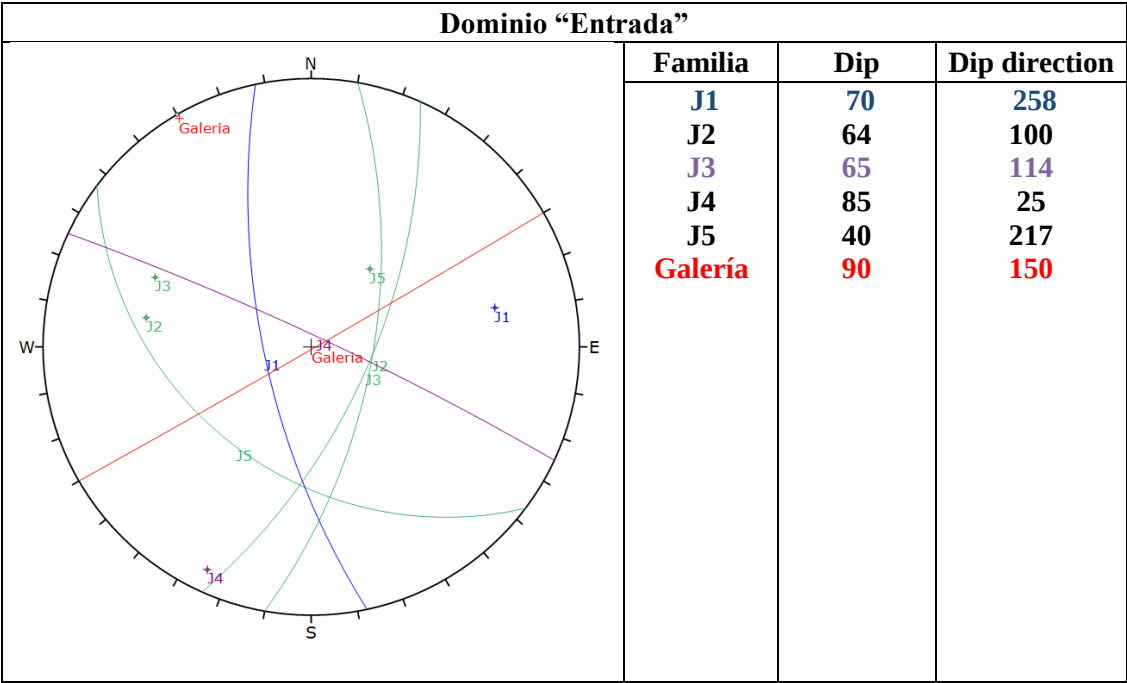
Dominio	Class. R	Detalle	Cuadrante		Azimut cuadrante		Dip - Dip direction	
			Rumbo	Manteo	Rumbo	Manteo	Manteo	Dir Manteo
Entrada	R4	Galería	S60W	90	240	90	90	150
		J1	N12W	70SW	348	70SW	70	258
		J2	N10E	64SE	10	64SE	64	100
		J3	S24W	65SE	204	65SE	65	114
		J4	S65E	85NE	115	85NE	85	25
		J5	S53E	40SW	127	40SW	40	217
A	R5	Galería	S03W	90	183	90	90	93
		J6	N70W	72SW	290	72SW	72	200
		J3	S20W	80SE	200	80SE	80	110
		J7	S45E	78NE	135	78NE	78	45
		J8	N34E	72NW	34	72NW	72	304
		F-V 1	N65E	80NW	65	80NW	80	335
Pozo	R4	Galería	S20W	90	200	90	90	280
		J9	N90W	88S	270	88S	88	180
		F-V 2	S28W	70SE	208	70SE	70	118
B	R5	Galería	S10W	90	190	90	90	100
		J10	S73W	78NW	253	78NW	78	343
		J6	N62W	78SW	298	78SW	78	208
		J11	S35E	80SW	145	80SW	80	235
		J12	N28W	72NW	208	72NW	72	298
Falla	R5	Galería	S20W	90	200	90	90	110
		J13	S73W	82SE	253	82SE	82	163
		J1	N04W	82SW	356	82SW	82	266

		J12	S31W	70NW	211	70NW	70	301
		J14	N90E	85N	90	85N	85	0
		F-V 2	S28W	70SE	208	70SE	70	118
		Galería	S20E	90	160	90	90	70
		J12	S30W	82NW	210	82NW	82	300
		J6	N55W	72SW	305	72SW	72	215
		J12	S28W	72NW	208	72NW	72	298
		J15	S75E	82SW	105	82SW	82	195
		F-V 3	N85E	70SE	85	70SE	70	175
C	R5							

Dominio “Entrada”

Este dominio corresponde a la primera sección de la galería de “Punta Diamante”, donde la roca está expuesta a la humedad ambiental por lo cual presenta una erosión leve debida principalmente al contacto con el exterior, los cambios de temperatura y humedad que sufre constantemente el macizo. Se presentan tres familias de discontinuidades al lado izquierdo (J3, J4 y J5) y dos al lado derecho (J1 y J2) de la galería, según la dirección de avance de esta. Estas se pueden ver representadas en la malla estereográfica en la siguiente tabla:

Tabla 45: Red estereográfica dominio estructural "Entrada", Terramina 2018.



Estas discontinuidades fueron mapeadas a lo largo de toda la sección del dominio. Se contó el número de discontinuidades a un metro de altura del suelo, con lo cual es posible determinar el índice RQD para el dominio según la Ecuación 2, el detalle se observa en la siguiente tabla:

Tabla 46: RQD dominio "Entrada".

RQD		
	Muralla izquierda	Muralla derecha
Distancia mapeo [m]	10	13
Nº Discontinuidades	20	18
FF/m	2	1,38
RQD	98,25	99,13

Para el dominio “Entrada” se obtiene un índice RQD entre 98,25 y 99,13 lo cual según la Tabla 4 corresponde a un macizo de calidad geotécnica de “Excelente” (Deere, 1964).

Luego en base a las características de las discontinuidades y roca intacta presentes en el dominio se determina su caracterización según los índices RMR, MRMR y Q según la metodología propuesta en el apartado 2.1. El detalle de los puntajes otorgados según las características del macizo y sus discontinuidades, se observan a continuación:

Tabla 47: Puntajes para determinar índice RMR dominio "Entrada".

RMR				
Parámetro	Muralla derecha		Muralla izquierda	
Resistencia	85 MPa / R4	7p	100 MPa / R4	7p
RQD	99,13	20 p	98,2	20 p
Espaciamiento	0,714	15 p	0,5	10 p
Condición discontinuidad	Persistencia 3-10 m	20 p	Persistencia 1-3 m	22 p
	Separación 0,1-1 mm		Separación 0,1-1 mm	
	Ligeramente rugoso		Ligeramente rugoso	
	Sin relleno		Sin relleno	
	Erosión ligera		Erosión ligera	
Agua	Seco	15p	Seco	15p
Orientación	Contra el avance manto de 64°	-5 p	Contra el avance manto de 65°	-5 p
Clasificación	RMR	72	RMR	69

Para el dominio “Entrada” se obtiene un índice de RMR entre 69 y 72, lo cual según la Tabla 10 corresponde a un macizo de “Roca Buena” (Bieniawski, 1976).

Tabla 48: Puntajes para determinar índice MRMR dominio "Entrada".

MRMR				
Parámetro	Muralla derecha		Muralla izquierda	
Resistencia	85 MPa / R4	10p	85 MPa	10 p
ff/m	1,4 - 2 set	21 p	1,4 - 2 set	21 p
Join condition	F1 0,6 F2 0,64	24,8 p	F1 0,6 F2 0,64	20,4 p
Ajustes	Meteorización leve 0,96	0,9	Meteorización leve 0,96	0,9
	Tronadura convencional 0,94		Tronadura convencional 0,94	
	Esfuerzos inducidos mínimos 1		Esfuerzos inducidos mínimos 1	
	Orientación 1		Orientación 1	
Clasificación	MRMR	54	MRMR	46

Para el dominio “Entrada” se obtiene un índice de MRMR entre 46 y 54, lo cual según la Tabla 12 corresponde a un macizo de calidad geotécnica “Regular” (Laubscher, 1990).

Tabla 49: Puntajes para determinar índice Q dominio "Entrada".

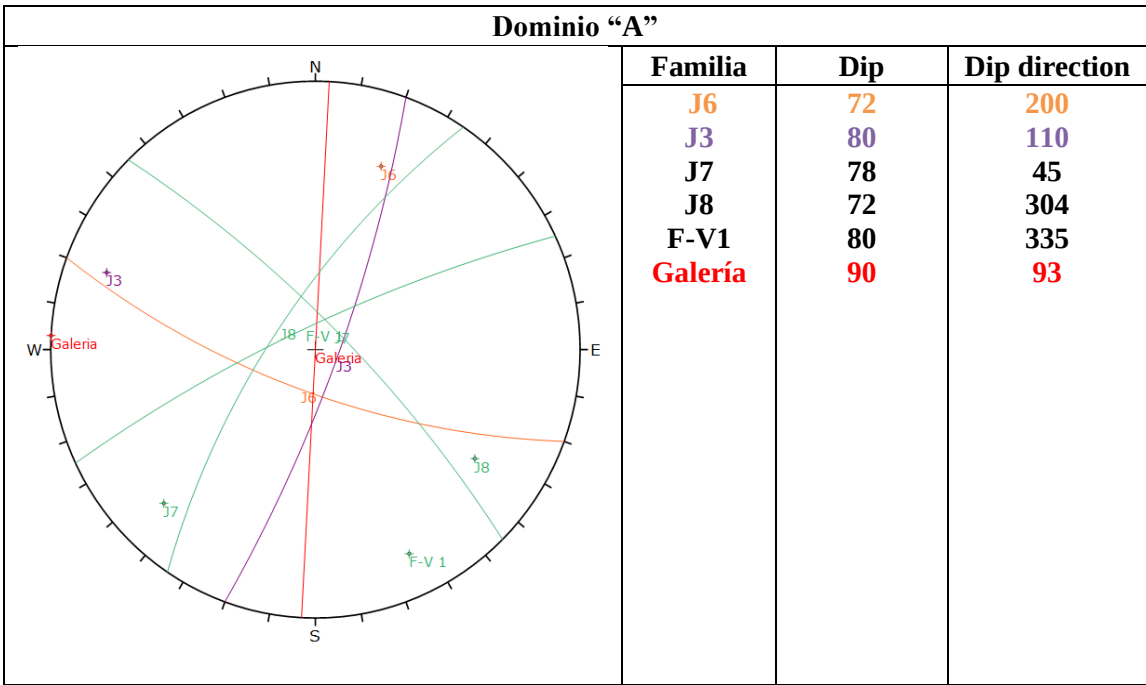
Q				
Parámetro	Muralla derecha		Muralla izquierda	
RQD	99,13	99,13	92,247	98,25
Jn	2 Familias más discontinuidades aleatorias	6	3 familias de discontinuidades	9
Jr	Suave ondulado	2	Áspero irregular plano	1,5
Ja	Pared de la discontinuidad inalterada	1	Pared de la discontinuidad inalterada	1
Jw	Seco	1	Seco	1
SRF	Bajo estrés, cercano a superficie	2,5	Bajo estrés, cercano a superficie	2,5
Clasificación	Q	13,2	Q	6,54

Para el dominio “Entrada” se obtiene un índice de Q entre 6,54 y 13,2, lo cual según la Tabla 22 corresponde a un macizo de calidad geotécnica de “Regular” a “Bueno” (Barton, Lien, & Lunde, 1974).

Dominio “A”

Este dominio ya se encuentra a 14 metros de la entrada, aumenta considerablemente la humedad dentro de la galería. Este corresponde a una sección de 7 metros de largo con un rumbo de 183°, dirección Sur. Es posible presenciar humedad en las murallas de la galería, lo cual trae con ello una meteorización leve de las rocas superficiales. De manera similar al realizar el mapeo de las principales familias de discontinuidades se denotan dos familias al lado izquierdo (J7, J8 y F-V1) y dos familias al lado derecho (J3, J6 y F-V1) de la galería, estas se pueden ver representas en la malla estereográfica en la siguiente tabla:

Tabla 50: Red estereográfica dominio estructural "A", Terramina 2018.



Estas discontinuidades fueron mapeadas a lo largo de toda la sección del dominio. Se contó el número de discontinuidades a un metro de altura del suelo, con lo cual es posible determinar el índice RQD para el dominio según la Ecuación 2, el detalle se observa en la

Tabla 51. Por otro lado la Falla-Veta (F-V1) presente en este dominio tiene un rumbo de 65° y un manto de 80° al Noroeste, presentando una veta de 30 centímetros de potencia media con una mineralización principalmente de Anhidrita, que cruza de manera perpendicular a la galería.

Tabla 51: RQD dominio "A".

RQD		
	Muralla izquierda	Muralla derecha
Distancia mapeo [m]	7	7
Nº Discontinuidades	14	13
FF/m	2	1,9
RQD	98,25	98,5

Para el dominio “A” se obtiene un índice RQD entre 98,25 y 98,5, lo cual según la Tabla 4 corresponde a un macizo de calidad geotécnica de “Excelente” (Deere, 1964).

De manera similar, en base a las características de las discontinuidades y roca intacta presentes en el dominio se determina su caracterización según los índices RMR, MRMR y Q según la metodología propuesta en el apartado 2.1. El detalle de los puntajes otorgados según las características del macizo y sus discontinuidades, se observan a continuación:

Tabla 52: Puntajes para determinar índice RMR dominio "A".

RMR				
Parámetro	Muralla derecha		Muralla izquierda	
Resistencia	120 MPa / R5	12p	140 MPa / R5	12p
RQD	98,475	20 p	98,247	20 p
Espaciamiento	0,526	10 p	0,5	10 p
Condición discontinuidad	Persistencia 1-3 m	21 p	Persistencia 3-10 m	19 p
	Separación <0,1 mm		Separación <0,1 mm	
	Rugoso		Ligeramente rugoso	
	Sin relleno		Sin relleno	
	Erosión moderada		Erosión moderada	
Agua	Mojado	7p	Mojado	7p
Orientación	Con el avance manto 72-80°	0 p	Con el avance manto 70-72°	-5 p
Clasificación	RMR	70	RMR	68

Para el dominio “A” se obtiene un índice de RMR entre 68 y 70, lo cual según la Tabla 10 corresponde a un macizo de “Roca Buena” (Bieniawski, 1976).

Tabla 53: Puntajes para determinar índice MRMR dominio "A".

MRMR				
Parámetro	Muralla derecha		Muralla izquierda	
Resistencia	120 MPa / R5	12p	140 MPa / R5	14 p
ff/m	1,9 - 2 set	21 p	2- 2 set	21 p
Join condition	F1 0,44 F2 0,6	20,36 p	F1 0,487 F2 0,487	18 p
Ajustes	Meteorización leve 0,96	0,9	Meteorización leve 0,96	0,9
	Tronadura convencional 0,94		Tronadura convencional 0,94	
	Esfuerzos inducidos mínimos 1		Esfuerzos inducidos mínimos 1	
	Orientación 1		Orientación 1	
Clasificación	MRMR	51	MRMR	50

Para el dominio “A” se obtiene un índice de MRMR entre 50 Y 51, lo cual según la Tabla 12 corresponde a un macizo de calidad geotécnica “Regular” (Laubscher, 1990).

Tabla 54: Puntajes para determinar índice Q dominio "A".

Q				
Parámetro	Muralla derecha		Muralla izquierda	
RQD	98,475	98,5	92,247	98,25
Jn	2 Familias más discontinuidades aleatorias	6	2 Familias más discontinuidades aleatorias	6
Jr	Suave ondulado	2	Irregular ondulado	3
Ja	Pared de la discontinuidad inalterada	1	Pared de la discontinuidad inalterada	1
Jw	Húmedo	1	Húmedo	1
SRF	Bajo estrés, cercano a superficie	2,5	Bajo estrés, cercano a superficie	2,5
Clasificación	Q	13,13	Q	19,25

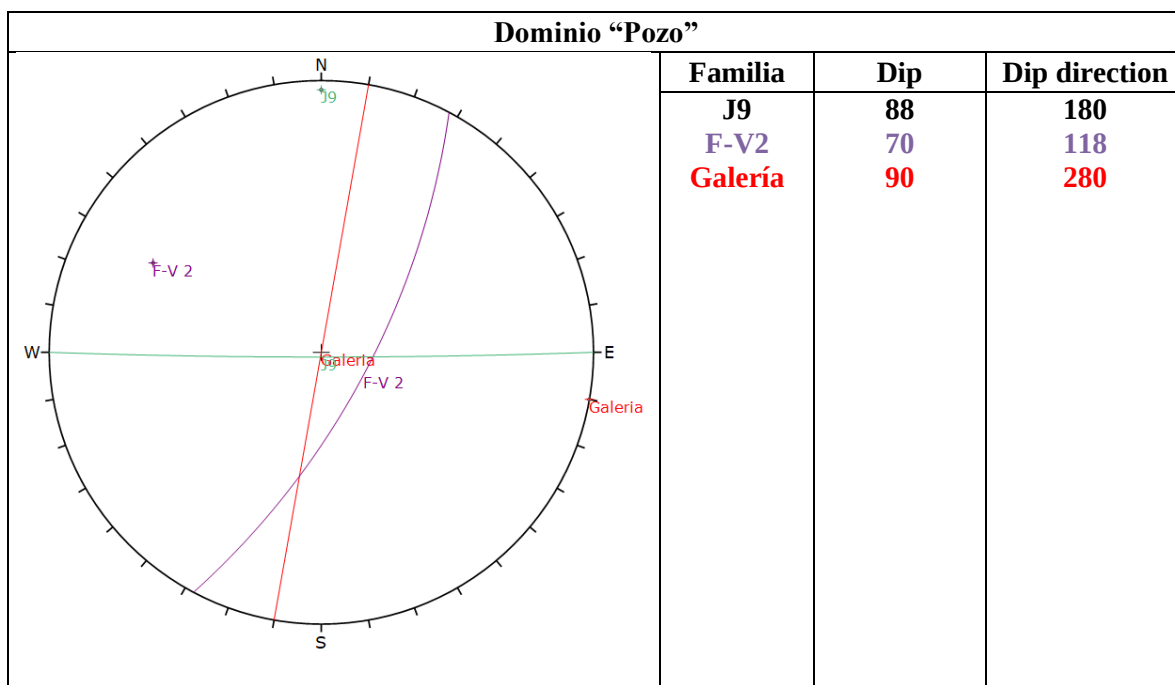
Para el dominio “A” se obtiene un índice de Q entre 13,13 y 19,25 lo cual según la Tabla 22 corresponde a un macizo de calidad geotécnica “Bueno” (Barton, Lien, & Lunde, 1974).

Dominio “Pozo”

Este dominio recibe su nombre dado que dentro del existe una especie de caserón de 2 metros de ancho por 6 metros de largo y 2 metros de profundidad desde la galería de exploración. Este se encuentra relleno de agua, la cual permanece estancada en la zona. Debido a la existencia del pozo es posible mapear solo el lado derecho de la galería, en dirección del avance de esta. En los 7 metros de largo de esta sección de la galería con un rumbo de 200° dirección Suroeste es posible observar humedad en las murallas del caserón y como la galería se cubre de una especie de material sementado en base a la humedad y el goteo intermitente de la zona.

De manera similar al realizar el mapeo de las principales familias de discontinuidades se nota una sola familia al lado derecho de la galería, esta se puede ver representada en la malla estereográfica en la Tabla 55. Además en la muralla tras el poso es posible observar la falla adjunta a la veta de minerales de cobre.

Tabla 55: Red estereográfica dominio estructural "Pozo", Terramina 2018.



Estas discontinuidades fueron mapeadas a lo largo de toda la sección del dominio. Se contó el número de discontinuidades a un metro de altura del suelo, con lo cual es posible determinar el índice RQD para el dominio según la Ecuación 2, el detalle se observa en la siguiente tabla:

Tabla 56: RQD dominio "Pozo".

RQD	
Distancia mapeo [m]	7
Nº Discontinuidades	8
FF/m	1,14
RQD	99,4

Para el dominio “Pozo” se obtiene un índice RQD entre 98,25 y 98,5, lo cual según la Tabla 4 corresponde a un macizo de calidad geotécnica de “Excelente” (Deere, 1964).

De manera similar, en base a las características de las discontinuidades y roca intacta presentes en el dominio se determina su caracterización según los índices RMR, MRMR y Q según la metodología propuesta en el apartado 2.1. El detalle de los puntajes otorgados según las características del macizo y sus discontinuidades, se observan a continuación:

Tabla 57: Puntajes para determinar índice RMR dominio "Pozo".

RMR		
Resistencia	65 MPa / R4	7 p
RQD	99,4	20 p
Espaciamiento	0,909	15 p
Condición discontinuidad	Persistencia 1-3 m Separación <0,1 mm Rugoso Sin relleno Erosión alta	21 p
Agua	Mojado	7p
Orientación	Perpendicular y a favor de la galería	0 p
Clasificación		70

Para el dominio “Pozo” se obtiene un índice de RMR de 70, lo cual según la Tabla 10 corresponde a un macizo de “Roca Buena” (Bieniawski, 1976).

Tabla 58: Puntajes para determinar índice MRMR dominio "Pozo".

MRMR		
Resistencia	65 MPa / R4	8 p
ff/m	1,1 - 1 set	31 p
Join condition	F1 0,72	28,8 p
Ajustes	Meteorización alta leve 0,88 Tronadura convencional 0,94 Esfuerzos inducidos mínimos 1 Orientación 1	0,82
Clasificación		56

Para el dominio “Pozo” se obtiene un índice de MRMR de 56, lo cual según la Tabla 12 corresponde a un macizo de calidad geotécnica “Regular” (Laubscher, 1990).

Tabla 59: Puntajes para determinar índice Q dominio "Pozo".

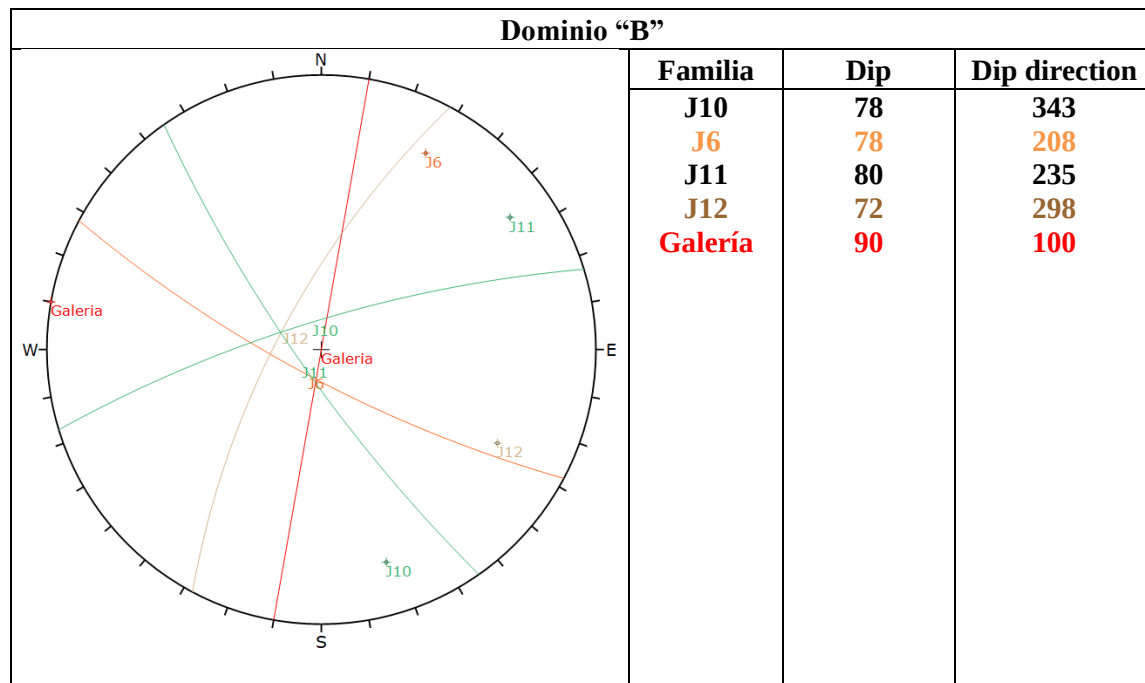
Q		
RQD	99,4	99,4
Jn	1 familia de discontinuidades más aleatorias	3
Jr	Irregular ondulado	3
Ja	Pared de la discontinuidad inalterada	1
Jw	Húmedo	1
SRF	Bajo estrés, cercano a superficie	2,5
Clasificación		39,76 Bueno

Para el dominio “Pozo” se obtiene un índice de Q de 39,76 lo cual según la Tabla 22 corresponde a un macizo de calidad geotécnica “Bueno” (Barton, Lien, & Lunde, 1974).

Dominio “B”

Este dominio se encuentra pasando el pozo de agua dentro de la galería, corresponde a una sección de 5 metros de largo de rumbo 190°. Aumenta la cantidad de goteo de agua en te lecho y las murallas de la galería, lo que trae una meteorización leve de las rocas de las murallas. Se realiza el mapeo de las principales familias de discontinuidades en ambos lados de la galería, se notan dos familias al lado izquierdo (J11 y J12) y dos al lado derecho (J10 y J6) de la galería según el avance, estas quedan representadas en la malla estereográfica en la siguiente tabla:

Tabla 60: Red estereográfica dominio estructural "B", Terramina 2018.



Estas discontinuidades fueron mapeadas a lo largo de toda la sección del dominio. Se contó el número de discontinuidades a un metro de altura del suelo, con lo cual es posible determinar el índice RQD para el dominio según la Ecuación 2, el detalle se observa en la siguiente tabla:

Tabla 61: RQD dominio "B".

RQD		
	Muralla izquierda	Muralla derecha
Distancia mapeo [m]	5	5
Nº Discontinuidades	12	9
FF/m	2,4	1,8
RQD	97,54	98,56

Para el dominio “B” se obtiene un índice RQD entre 97,54 y 98,56, lo cual según la Tabla 4 corresponde a un macizo de calidad geotécnica de “Excelente” (Deere, 1964).

De manera similar, en base a las características de las discontinuidades y roca intacta presentes en el dominio se determina la caracterización del macizo rocoso según los índices RMR, MRMR y Q mediante la metodología propuesta en el apartado 2.1. El detalle de los puntajes otorgados según las características del macizo y sus discontinuidades, se observan a continuación:

Tabla 62: Puntajes para determinar índice RMR dominio "B".

RMR				
Parámetro	Muralla derecha		Muralla izquierda	
Resistencia	140 MPa / R5	12p	140 MPa / R5	12p
RQD	98,56	20 p	97,54	20 p
Espaciamiento	0,55	10 p	0,416	10 p
Condición discontinuidad	Persistencia 1-3 m	19 p	Persistencia 3-10 m	21 p
	Separación <0,1 mm		Separación <0,1 mm	
	Ligeramente rugoso		Rugoso	
	Sin relleno		Sin relleno	
	Erosión alta		Erosión alta	
Agua	Mojado	7p	Goteo	4p
Orientación	Perpendicular contra el avance	-5 p	Perpendicular y con el avance.	0 p
Clasificación	RMR	60	RMR	67

Para el dominio “B” se obtiene un índice de RMR entre 60 y 67, lo cual según la Tabla 10 corresponde a un macizo de “Roca regular” a “Roca Buena” (Bieniawski, 1976).

Tabla 63: Puntajes para determinar índice MRMR dominio "B".

MRMR				
Parámetro	Muralla derecha		Muralla izquierda	
Resistencia	140 MPa / R5	12p	140 MPa / R5	14 p
ff/m	1,8 - 2 set	21 p	2,4- 2 set	21 p
Join condition	F1 0,35 F2 0,35	28,8 p	F1 0,59 F2 0,385	19,6 p
Ajustes	Meteorización leve 0,88	0,82	Meteorización leve 0,88	0,82
	Tronadura convencional 0,94		Tronadura convencional 0,94	
	Esfuerzos inducidos mínimos 1		Esfuerzos inducidos mínimos 1	
	Orientación 1		Orientación 1	
Clasificación	MRMR	43	MRMR	45

Para el dominio “B” se obtiene un índice de MRMR entre 43 Y 45, lo cual según la Tabla 12 corresponde a un macizo de calidad geotécnica “Regular” (Laubscher, 1990).

Tabla 64: Puntajes para determinar índice Q dominio "B".

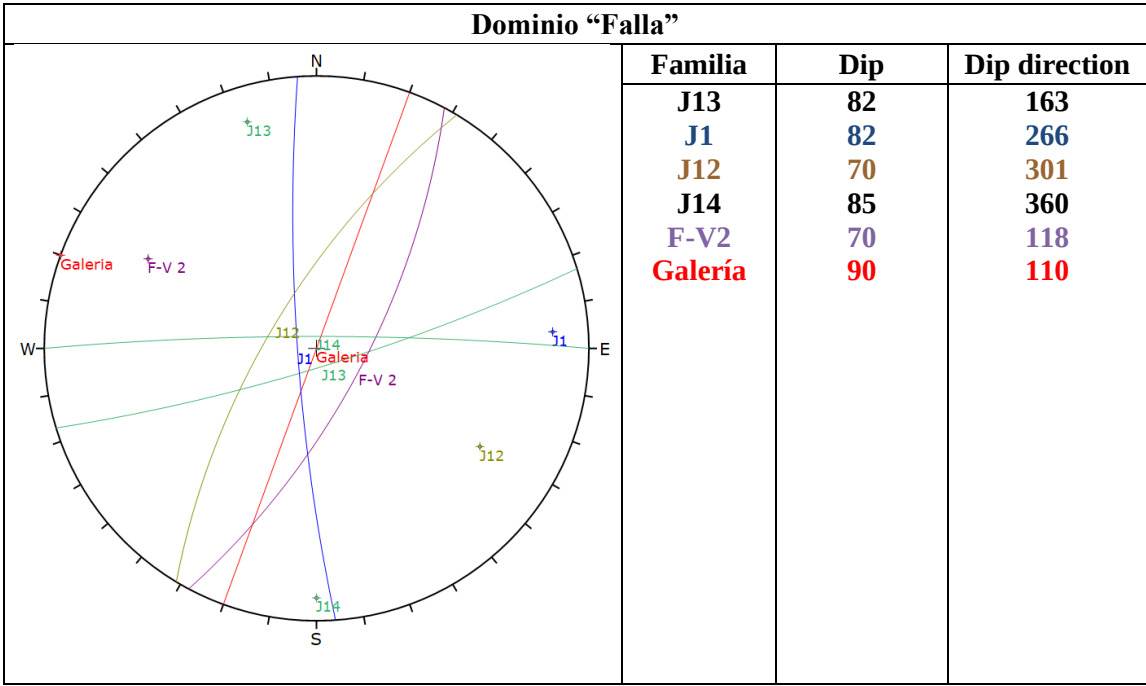
Q				
Parámetro	Muralla derecha		Muralla izquierda	
RQD	98,56	98,56	97,54	97,54
Jn	2 Familias más discontinuidades aleatorias	6	2 Familias más discontinuidades aleatorias	6
Jr	Irregular plano	1,5	Irregular ondulado	3
Ja	Pared de la discontinuidad inalterada	1	Pared de la discontinuidad inalterada	1
Jw	Flujo mediano	0,66	Flujo mediano	0,66
SRF	Bajo estrés, cercano a superficie	2,5	Bajo estrés, cercano a superficie	2,5
Clasificación	Q	6,5	Q	6,5

Para el dominio “B” se obtiene un índice de Q de 6,5 lo cual según la Tabla 22 corresponde a un macizo de calidad geotécnica “Regular” (Barton, Lien, & Lunde, 1974).

Dominio “Falla”

Este dominio recibe su nombre por la falla que es posible observar al lado izquierdo de la galería, esta presenta un rumbo de 208° con un manteo de 70° al Sureste. Es una sección de 6 metros con rumbo 200°. Es posible presenciar humedad en las murallas, frecuente goteo desde el techo y acumulación de agua en el suelo de la galería, existe erosión de las murallas y es posible observar algunos tacos de perforación. Se realiza el mapeo de las principales familias de discontinuidades, se identifican dos familias en la muralla izquierda (J12, J14 y F-V2) y dos en la muralla derecha (J1 y J13) de la galería según la dirección de avance, estas se pueden ver representadas en la malla estereográfica en la Tabla 65. Además al costado derecho es posible observar la Falla-Veta de sulfuros de cobre, la cual es posible observar en el dominio del “Pozo”.

Tabla 65: Red estereográfica dominio estructural "Falla", Terramina 2018.



Estas discontinuidades fueron mapeadas a lo largo de toda la sección del dominio. Se contó el número de discontinuidades a un metro de altura del suelo, con lo cual es posible determinar el índice RQD para el dominio según la Ecuación 2, el detalle se observa en la siguiente tabla:

Tabla 66: RQD dominio "Falla".

RQD		
	Muralla izquierda	Muralla derecha
Distancia mapeo [m]	5,5	4
Nº Discontinuidades	12	9
FF/m	2,2	2,3
RQD	97,94	97,8

Para el dominio “Falla” se obtiene un índice RQD entre 97,8 y 97,94, lo cual según la Tabla 4 corresponde a un macizo de calidad geotécnica de “Excelente” (Deere, 1964).

De manera similar, en base a las características de las discontinuidades y roca intacta presentes en el dominio se determina su caracterización según los índices RMR, MRMR y Q según la metodología propuesta en el apartado 2.1. El detalle de los puntajes otorgados según las características del macizo y sus discontinuidades, se observan a continuación:

Tabla 67: Puntajes para determinar índice RMR dominio "Falla".

RMR				
Parámetro	Muralla derecha		Muralla izquierda	
Resistencia	110 MPa / R5	12p	150 MPa / R5	12p
RQD	97,8	20 p	97,94	20 p
Espaciamiento	0,43	10 p	0,45	10 p
Condición discontinuidad	Persistencia 3-10 m	22 p	Persistencia 3-10 m	21 p
	Separación <0,1 mm		Separación <0,1 mm	
	Rugoso		Rugoso	
	Sin relleno		Sin relleno	
	Erosión alta		Erosión Alta	
Agua	Goteo	4p	Goteo	4p
Orientación	Perpendicular contra el avance	-5 p	Perpendicular contra el avance	-5 p
Clasificación	RMR	63	RMR	62

Para el dominio “Falla” se obtiene un índice de RMR entre 62 y 63, lo cual según la Tabla 10 corresponde a un macizo de “Roca Buena” (Bieniawski, 1976).

Tabla 68: Puntajes para determinar índice MRMR dominio "Falla".

MRMR				
Parámetro	Muralla derecha		Muralla izquierda	
Resistencia	110 MPa / R5	12p	150 MPa / R5	16 p
ff/m	2,3 - 2 set	21 p	2,2- 2 set	21 p
Join condition	F1 0,385 F2 0,49	17,5 p	F1 0,35 F2 0,35	14 p
Ajustes	Meteorización leve 0,88	0,82	Meteorización leve 0,88	0,82
	Tronadura convencional 0,94		Tronadura convencional 0,94	
	Esfuerzos inducidos mínimos 1		Esfuerzos inducidos mínimos 1	
	Orientación 1		Orientación 1	
Clasificación	MRMR	41	MRMR	42

Para el dominio “Falla” se obtiene un índice de MRMR entre 41 Y 42, lo cual según la Tabla 12 corresponde a un macizo de calidad geotécnica “Regular” (Laubscher, 1990).

Tabla 69: Puntajes para determinar índice Q dominio "Falla".

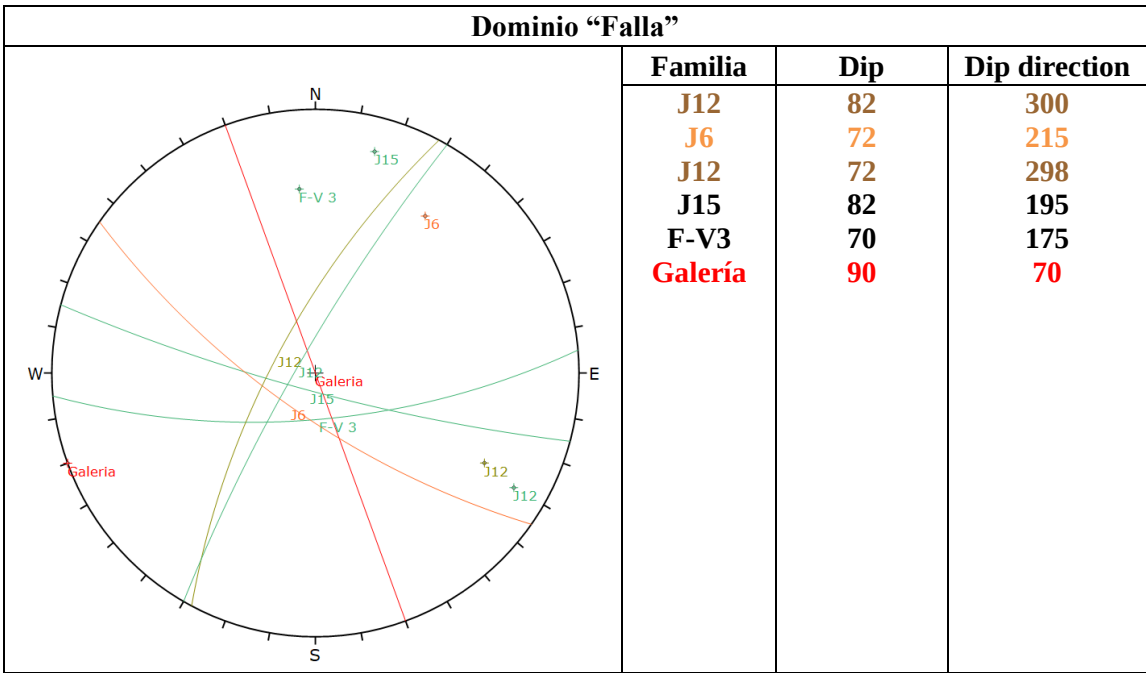
Q				
Parámetro	Muralla derecha		Muralla izquierda	
RQD	97,8	97,8	97,94	97,94
Jn	2 Familias más discontinuidades aleatorias	6	2 Familias más discontinuidades aleatorias	6
Jr	Irregular ondulado	3	Suave plano	1
Ja	Pared de la discontinuidad inalterada	1	Pared de la discontinuidad inalterada	1
Jw	Flujo mediano	0,66	Flujo mediano	0,66
SRF	Bajo estrés, cercano a superficie	2,5	Bajo estrés, cercano a superficie	2,5
Clasificación	Q	12,9	Q	4,3

Para el dominio “Falla” se obtiene un índice de Q entre 4,3 y 12,9, lo cual según la Tabla 22 corresponde a un macizo de calidad geotécnica de “Regular” a “Bueno” (Barton, Lien, & Lunde, 1974).

Dominio “C”

Este es el último dominio dentro de la galería, el más alejado de la entrada a esta. Corresponde a una sección de 4 metros de longitud con un rumbo de 160° dirección Sureste. En él es posible presenciar humedad en las murallas y constante goteo en el techo y muralla de la galería. La roca expuesta a la humedad es cubierta por una capa material producto de la cristalización de los minerales en el agua. Se realiza el mapeo de las principales familias de discontinuidades, se identifican dos familias al lado izquierdo y dos familias al lado derecho de la galería, estas se pueden ver representas en la malla estereográfica en la siguiente tabla:

Tabla 70: Red estereográfica dominio estructural "C", Terramina 2018.



Estas discontinuidades fueron mapeadas a lo largo de toda la sección del dominio. Se contó el número de discontinuidades a un metro de altura del suelo, con lo cual es posible determinar el índice RQD para el dominio según la Ecuación 2, el detalle se observa en la Tabla 71. Por otro lado la Falla-Veta (F-V3) presente en este dominio tiene un rumbo de 85° y un manteo de 70° al Sureste, presentando una veta de 40 centímetros de potencia media con mineralización principalmente de Anhidrita.

Tabla 71: RQD dominio "C".

RQD		
	Muralla izquierda	Muralla derecha
Distancia mapeo [m]	4	4
Nº Discontinuidades	12	15
FF/m	3	3,8
RQD	96,3	94,5

Para el dominio “C” se obtiene un índice RQD entre 94,5 y 96,3, lo cual según la Tabla 4 corresponde a un macizo de calidad geotécnica de “Excelente” (Deere, 1964).

De manera similar, en base a las características de las discontinuidades y roca intacta presentes en el dominio se determina su caracterización según los índices RMR, MRMR y Q según la metodología propuesta en el apartado 2.1. El detalle de los puntajes otorgados según las características del macizo y sus discontinuidades, se observan a continuación:

Tabla 72: Puntajes para determinar índice RMR dominio "C".

RMR				
Parámetro	Muralla derecha		Muralla izquierda	
Resistencia	110 MPa / R5	12p	110 MPa / R5	12p
RQD	96,3	20 p	94,5	20 p
Espaciamiento	0,33	10 p	0,26	10 p
Condición discontinuidad	Persistencia 3-10 m	19 p	Persistencia 3-10 m	18 p
	Separación <0,1 mm		Separación <0,1 mm	
	Rugoso		Rugoso	
	Sin relleno		Sin relleno	
	Erosión alta		Erosión Alta	
Agua	Goteo	4 p	Goteo	4 p
Orientación	Contra el avance manto 72°	-5 p	Contra el avance manto 80°	-5 p
Clasificación	RMR	59	RMR	60

Para el dominio “C” se obtiene un índice de RMR entre 59 y 60, lo cual según la Tabla 10 corresponde a un macizo de “Roca regular” (Bieniawski, 1976).

Tabla 73: Puntajes para determinar índice MRMR dominio "C".

MRMR				
Parámetro	Muralla derecha		Muralla izquierda	
Resistencia	110 MPa / R5	12p	110 MPa / R5	12 p
ff/m	3 - 2 set	21 p	3,75- 2 set	18 p
Join condition	F1 0,385 F2 0,455	16,8 p	F1 0,455 F2 0,487	18 p
Ajustes	Meteorización leve 0,88	0,82	Meteorización leve 0,88	0,82
	Tronadura convencional 0,94		Tronadura convencional 0,94	
	Esfuerzos inducidos mínimos 1		Esfuerzos inducidos mínimos 1	
	Orientación 1		Orientación 1	
Clasificación	MRMR	42	MRMR	40

Para el dominio “C” se obtiene un índice de MRMR entre 40 y 42, lo cual según la Tabla 12 corresponde a un macizo de calidad geotécnica “Regular” (Laubscher, 1990).

Tabla 74: Puntajes para determinar índice Q dominio "C".

Q				
Parámetro	Muralla derecha		Muralla izquierda	
RQD	96,3	96,3	94,5	94,5
Jn	2 Familias más discontinuidades aleatorias	6	2 Familias más discontinuidades aleatorias	6
Jr	Suave ondulado	2	Suave plano	1
Ja	Pared de la discontinuidad inalterada	1	Pared de la discontinuidad inalterada	1
Jw	Flujo mediano	0,66	Flujo mediano	0,66
SRF	Bajo estrés, cercano a superficie	2,5	Bajo estrés, cercano a superficie	2,5
Clasificación	Q	8,47	Q	4,2

Para el dominio “C” se obtiene un índice de Q entre 4,2 y 8,47 lo cual según la Tabla 22 corresponde a un macizo de calidad geotécnica “Regular” (Barton, Lien, & Lunde, 1974).

Análisis de resultados de caracterización

A continuación se realiza el análisis estereográfico considerando el total de las estructuras mapeadas en el interior de la galería de “Punta Diamante”. El trazado de la galería de exploración de “Punta Diamante” se puede observar en la Ilustración 74, en ella el nombre de los dominios geotécnicos asignados según rumbo de la galería, tipo de roca y familias de discontinuidades presentes en ellos. A lo largo de toda la galería de exploración se definen 6 dominios geotécnicos, dentro de los cuales se visualizaron quince familias de discontinuidades (nombradas desde J1 a J15) y tres Falla – Veta (denominadas desde F-V1 a F-V3) las cuales se pueden ver detalladas en la Tabla 44. Estas al ser graficadas en las redes estereográficas es posible observar que algunas tienen un patrón repetitivo a lo largo de la galería, por lo cual se estima que estas pueden afectar gran parte del macizo rocoso, estas familias son destacadas con color en las redes estereográficas y en la Tabla 75.

Tabla 75: Clasificación R y resumen de familias de discontinuidades por dominio. Se resalta en color las familias que se repiten en varios sectores de la galería.

Dominio	Class. R	Detalle	Cuadrante		Azimut cuadrante		Dip - Dip direction	
			Rumbo	Manteo	Rumbo	Manteo	Manteo	Dir Manteo
Entrada	R4	Galería	S60W	90	240	90	90	150
		J1	N12W	70SW	348	70SW	70	258
		J2	N10E	64SE	10	64SE	64	100
		J3	S24W	65SE	204	65SE	65	114
		J4	S65E	85NE	115	85NE	85	25
		J5	S53E	40SW	127	40SW	40	217
A	R5	Galería	S03W	90	183	90	90	93
		J6	N70W	72SW	290	72SW	72	200
		J3	S20W	80SE	200	80SE	80	110
		J7	S45E	78NE	135	78NE	78	45
		J8	N34E	72NW	34	72NW	72	304
		F-V 1	N65E	80NW	65	80NW	80	335
Pozo	R4	Galería	S20W	90	200	90	90	280
		J9	N90W	88S	270	88S	88	180
		F-V 2	S28W	70SE	208	70SE	70	118
B	R5	Galería	S10W	90	190	90	90	110
		J10	S73W	78NW	253	78NW	78	343
		J6	N62W	78SW	298	78SW	78	208
		J11	S35E	80SW	145	80SW	80	235
		J12	N28W	72NW	208	72NW	72	298
Falla	R5	Galería	S20W	90	200	90	90	110
		J13	S73W	82SE	253	82SE	82	163
		J1	N04W	82SW	356	82SW	82	266
		J12	S31W	70NW	211	70NW	70	301

		J14	N90E	85N	90	85N	85	0
		F-V 2	S28W	70SE	208	70SE	70	118
C	R5	Galería	S20E	90	160	90	90	70
		J12	S30W	82NW	210	82NW	82	300
		J6	N55W	72SW	305	72SW	72	215
		J12	S28W	72NW	208	72NW	72	298
		J15	S75E	82SW	105	82SW	82	195
		F-V 3	N85E	70SE	85	70SE	70	175

Además en la Ilustración 75 se presenta un gráfico de densidad de polos de todas las discontinuidades mapeadas al interior de la galería de “Punta Diamante”, del cual es posible destacar que existen dos polos bien marcados dentro de la galería. El polo con mayor frecuencia, de color rojo en el cuadrante inferior derecho corresponde a familias de discontinuidades con un rumbo de 208 y que presentan un manteo de 70°-80° SE, mientras que el polo que lo sigue en frecuencia se encuentra en el cuadrante superior izquierdo corresponde a familias de discontinuidades con un rumbo de 208 que presentan un manteo de 70°-80° NW. Ambos sistemas de familias predominantes poseen el mismo rumbo pero difieren en su dirección de manteo, lo cual deberá ser evaluado oportunamente en el análisis de estabilidad de labores subterráneas ya que podrían generar bloques libres al interior de las obras subterráneas a construir.

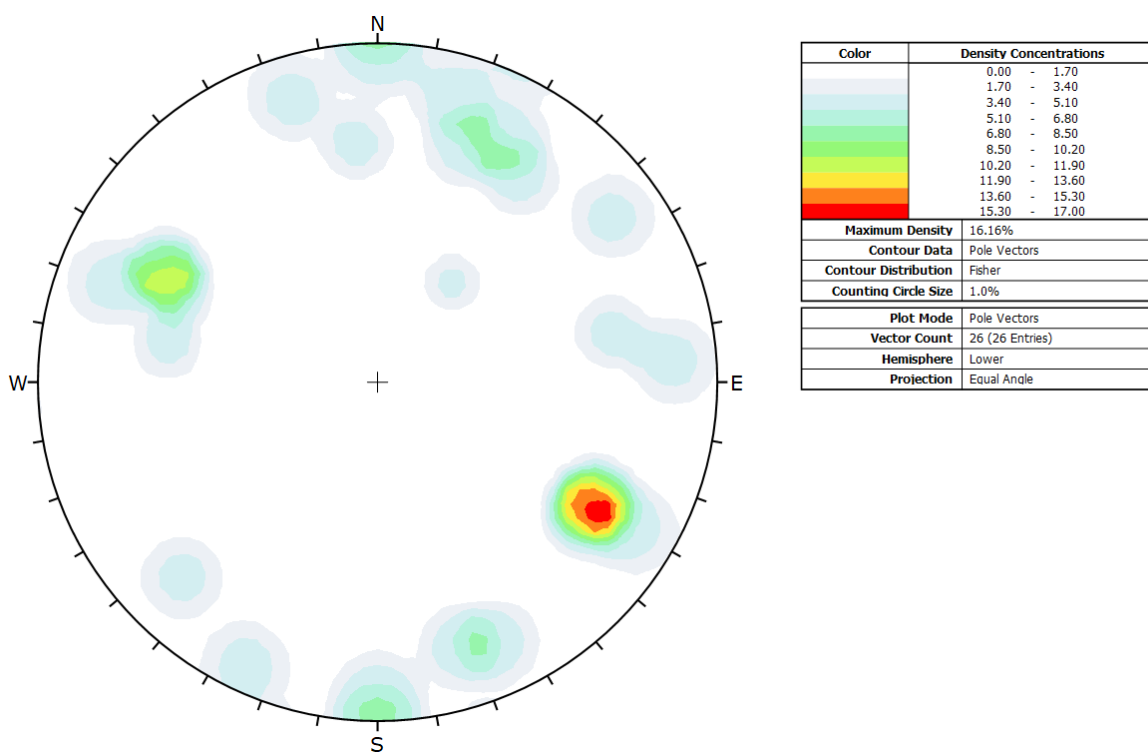


Ilustración 75: Gráfico de densidad de polos de las familias de discontinuidades presentes en la galería de exploración de "Punta Diamante".

Por otro lado para cada uno de los dominios se realizó la caracterización según los índices RQD, RMR, MRMR y Q de Barton, con el fin de determinar qué zonas de la galería de exploración de “Punta Diamante” son más resistentes y cuales podrían presentar problemas de inestabilidad. Para poder ver esto de mejor forma se resume los vales obtenidos según cada índice de caracterización en la siguiente tabla:

Tabla 76: Caracterización de los dominios según los distintos índices.

Dominio	Nº set	Clas. R	RQD		RMR		MRMR		Q	
Entrada	5	R4	98,25	Excelente	69	Buena	46	Regular	6,54	Regular
A	5	R5	98,25	Excelente	68	Buena	50	Regular	13,13	Bueno
Pozo	2	R4	99,4	Excelente	70	Buena	56	Regular	39,76	Bueno
B	4	R5	97,54	Excelente	60	Buena	43	Regular	6,5	Regular
Falla	5	R5	97,54	Excelente	62	Buena	41	Regular	4,3	Regular
C	5	R5	94,5	Excelente	59	Regular	40	Pobre	4,16	Regular

Debido a la geometría del cuerpo mineralizado (“*ore body*”) visible a lo largo de la galería, donde en zonas no supera las 20-30 centímetros de potencia, se tomaron datos de su resistencia mediante el martillo geólogo clasificándose en la categoría R4 correspondiente a roca dura con una resistencia a la compresión entre 50 y 100 MPa. El cuerpo mineralizado se presenta en forma de veta con un rumbo de 208° con un manto de 70° al SE, esta veta se puede observar en la galería por 20 metros de largo con una potencia media de 80 centímetros.

En la Ilustración 76 se puede observar marcado con color los dominios críticos según los índices de calidad plasmados en la Tabla 76, en azul para el índice RMR, verde para el MRMR y rojo para el índice Q de Barton. En los tres índices el dominio “C” obtiene los menores puntajes, clasificándose como un macizo rocoso de calidad de regular a pobre, por ello se tendrá que tener especial cuidado en el análisis de estabilidad y fortificación que se realice en las obras subterráneas que se deban emplazar en las cercanías de dicho dominio.

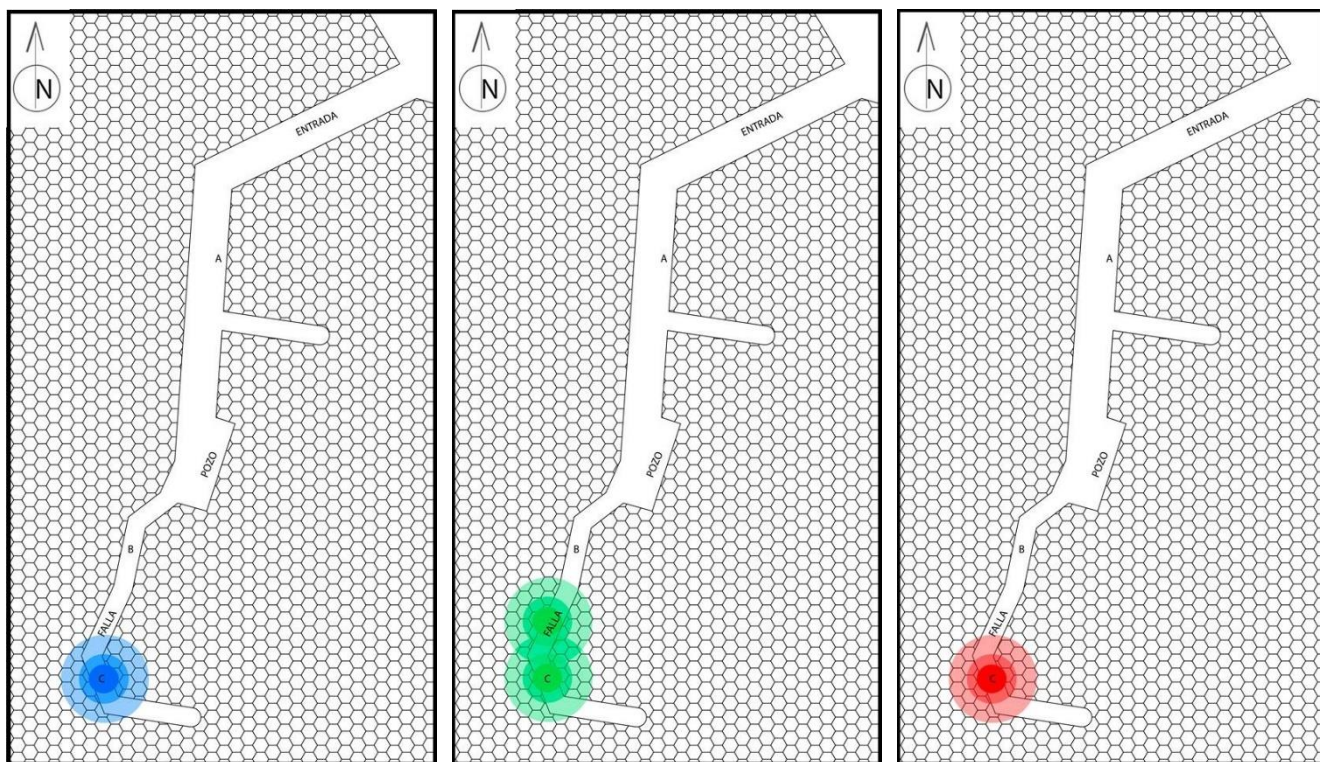


Ilustración 76: Imagen en planta de la galería de exploración de “Punta Diamante”. Color azul dominio crítico según índice RMR. Color verde dominios críticos según índice MRMR. Color rojo dominio crítico según índice Q de Barton.

4.2 SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

En el presente apartado se realiza la discusión para seleccionar el método de explotación que más se acomode a las características del yacimiento presente en la galería de “Punta Diamante” y sea factible considerando los equipos y el personal con que cuenta la faena minera de Terramina.

Para ello se divide el análisis en dos etapas; un análisis cualitativo, donde se presentaran las principales características de los métodos de explotación considerados para la explotación del yacimiento en “Punta Diamante” y como estos serían aplicable según las condiciones de Terramina; y un análisis cuantitativo, donde se estiman las construcciones necesarias para la implementación de cada uno de los métodos y la recuperación y dilución de mineral que se obtendría con cada uno de ellos. Luego en base a ambos análisis se seleccionara el método de explotación que mejor se aplica al yacimiento de “Punta Diamante”.

4.2.1 ANALISIS CUALITATIVO DE LOS METODOS DE EXPLOTACION

Para realizar el análisis cualitativo de los métodos de explotación para cuerpos verticales a suverticales, “*Bench Stoping*”, “*Cut and Fill*” y “*Shrinkage Stoping*” se realiza una discusión respecto a cómo estos son aplicables según las características del yacimiento de “Punta Diamante” considerando especialmente:

- Geometría del yacimiento
- Aspectos geotécnicos y geomecánicos
- Aspectos económicos
- Seguridad
- Medio ambiente

Geometría del yacimiento

De los métodos de explotación considerados, todos son utilizados para la extracción de vetas subverticales, el beneficio de aplicar cada una de las metodologías recae en cómo estos se adapten a las condiciones del macizo rocoso y cuerpo mineralizado que se encuentra en “Punta Diamante”, en la potencia del cuerpo mineralizado, las leyes que esté presente y las características de la roca mineralizada y encajadora.

El método “*Cut and Fill*” es una metodología costosa por el hecho del relleno de mineral e idealmente el cuerpo mineralizado debe tener una potencia igual o mayor al ancho de los equipos de perforación, tronadura y carguío o en base a minerales de alta ley pagar la explotación de cuerpos de menor potencia. De esta manera realizar el avance horizontal específicamente por la zona mineralizada, lo cual no sería rentable debido a la baja potencia de la veta “Punta Diamante” y sin estudios de valoración de reservas realizados.

Por otro lado el método de explotación por “*Bench stoping*” es aplicable a cuerpos de menor potencia, tronando desde dos niveles de producción separados por una distancia determinada por los equipos de perforación y tronadura. En el caso de Terramina la perforación y tronadura se realiza de la manera convencional mediante una perforadora manual y barras integrales, estas en su versión más larga tiene un máximo de 3 metros. Esto limita la distancia entre los niveles de explotación a poco menos del doble de dicha distancia, 5 a 5,5 metros en la dirección de perforación.

El método “*Shrinkage Stoping*” es aplicable a vetas de menor potencia ya que dentro de la galería de explotación solo debe caber el personal de perforación y tronadura, de este modo es posible explotar vetas de hasta un metro de potencia. El manto de 70° de la veta permite que el material fragmentado

acumulado en el caserón pueda ser retirado por la parte inferior sin mayores problemas de interrupción del flujo gravitacional.

Aspectos geotécnicos y geomecánicos

El macizo rocoso en que se encuentra la veta de “Punta Diamante” es de características de regular a competente, debido a la potencia del cuerpo mineralizado y las dimensiones de los equipos de carga, los caserones o galerías necesarias para la extracción no serán de grandes dimensiones. Por otro lado la roca mineralizada también es competente, lo cual permite una adaptabilidad de los métodos al dejar pilares temporales o permanentes en caso de ser requerido.

Además la veta de la galería de exploración de “Punta Diamante” se encuentra en las cotas superficiales por el cual el efecto de los esfuerzos inducidos por la carga que genera la roca en cotas superiores no afecta de gran manera. De este modo la aplicabilidad de cualquiera de las tres metodologías es posible, no existe una restricción por problemas de aspectos geomecánicos.

Aspectos económicos

Terramina no cuenta con estudios de sondeos para determinar la distribución de leyes del mineral dentro del cuerpo mineralizado y no se cuenta con estudios de persistencia aparte de lo que se puede observar al interior de la galería, 20 metros. Por ello al hablar de aspectos económicos solo podemos trabajar con los costos asociados a la explotación del mineral sin tener mayor información de los beneficios que esto pueda tener.

Los mayores costos de la explotación están determinados por la mano de obra, el combustible utilizados por el equipo de carguío y el compresor para realizar perforación y los costos asociados a los explosivos para realizar la tronadura. Al implementar la metodología la idea es que los equipos de carga puedan trabajar de manera fluida y minimizar las distancias de transporte hasta el punto de acopio o carga a los equipos de transporte, de este modo minimizar los tiempos asociados al ciclo de extracción. Por otro lado los costos de mano de obra, combustible y explosivos aumentan en base a las obras subterráneas que se deben realizar como preparación para el método, en especial en el caso de aquellas obras que se deben realizar en material estéril. De este modo la idea principal es realizar la menor extracción de estéril y enfocar la extracción a la zona mineralizada.

El método de “*Bench Stopping*” considera la construcción de dos niveles de explotación separados en la vertical como fue mencionado anteriormente. Para esto es necesario realizar una rampa de acceso hasta el nivel superior la cual puede ser realizada por retroexcavadoras en superficie, lo cual lo haría más rápido

y económico respecto a una misma rampa de acceso subterránea. Por otro lado los niveles de explotación se realizan paralelos al rumbo del cuerpo mineralizado y deben ser del tamaño necesario para la circulación de los equipos de carga, 2,5 metros de diámetro como mínimo. Como el cuerpo mineralizado tiene una potencia menor a la requerida, el mineral tronado en dicho avance tendrá una dilución alta y tendrá que ser preseleccionado en un acopio de mineral o tronar primero de manera selectiva el mineral, llevarlo al punto de acopio y luego realizar la tronadura del total de la galería. Luego el mineral entre los subniveles es retirado de manera selectiva por lo cual no es necesario hacer la preselección. Además es necesario considerar costos por materiales de relleno según la metodología de “Bench Stopping” a aplicar.

El método por “*Cut and Fill*” necesita la implementación de una rampa de acceso para cada uno de las tajadas que se darán horizontalmente. De igual manera el avance es de las galerías de explotación son paralelas al rumbo del cuerpo mineralizado por lo cual el mineral extraído del avance tendrá una gran cantidad de dilución por lo cual deberá ser preseleccionado en un acopio o realizado mediante tronadura selectiva del mineral y posteriormente el total de la galería. El posterior relleno de la cámara para seguir con la explotación del nivel superior aumenta los costos de la implementación del método.

En el método de explotación por “*Shrinkage Stopping*” depende de la metodología en que se sacara el material desde la base del caserón. En el caso de Terramina se cuenta con equipos mecánicos de carguío por lo cual es necesario implementar una galería de explotación por la cual se pueda tener acceso al mineral fragmentado en el interior del caserón. No es necesaria la implementación de una rampa pues el acceso a la base del cuerpo mineralizado se puede realizar desde la misma galería de exploración. El interior del caserón debe estar el personal de perforación y tronadura, esta debe tener como mínimo un metro de diámetro, por lo cual debe ser necesario explotar parte de la roca que no es mineralizada en las zonas que la veta es más angosta, se presenta dilución por dicho factor.

Seguridad

El macizo rocoso y la roca mineralizada del yacimiento de “Punta Diamante” son de carácter competente y dado que la potencia del cuerpo mineralizado es inferior a un metro, y que la perforación y tronadura se realiza de forma manual y los equipos de carga no son de grandes dimensiones, las construcciones a realizar no son de gran tamaño. De este modo los requerimientos de fortificación para la implementación de las obras subterráneas deben ser mínimos, aumentando la seguridad de la extracción.

De las metodologías antes mencionadas la metodología por “*Shrinkage Stoping*” presenta las condiciones de trabajo más desfavorable para los operarios dentro del caserón. Estos deben trabajar sobre suelo fragmentado y en un espacio reducido.

Medio ambiente

La faena minera Terramina solo se encarga de extraer el mineral desde el cuerpo mineralizado y enviarlos al punto de compra venta más cercana de Enami, no procesan el mineral dentro de sus operaciones, descartando la posible contaminación del medio por esto. La perforación y tronadura se realizan en forma convencional al interior mina, a más de un kilómetro de distancia de la población más cercana, por lo cual no hay contaminación acústica ni ambiental que pueda afectar a las zonas pobladas cercanas.

Los principales problemas medio ambientales que presenta la explotación del yacimiento en “Punta diamante” están vinculados al desmonte de lastre debido a la construcción de las obras subterráneas y al transporte del mineral a los puntos de venta, lo cual puede generar polvo en suspensión y ruido que podría afectar a las zonas pobladas aledañas. Estos factores son de carácter mitigables, ya que es posible realizar acopios de lastre temporales para realizar el relleno de obras subterráneas una vez finalizada la explotación, el polvo en suspensión se puede disminuir realizando el riego del camino con agua de pozones presentes dentro de la pertenencia o del mismo campamento de Terramina, mientras que el ruido será mínimo ya que se está habilitando un camino que conecta la faena de Terramina directamente con la carretera, para que los equipos de transporte no hagan ocupación de los caminos del pueblo.

Tabla 77: Cuadro resumen de aplicabilidad de los métodos de explotación considerados para la veta de "Punta Diamante".

Factor	<i>“Bench Stoping”</i>	<i>“Cut and Fill”</i>	<i>“Shrinkage Stoping”</i>
Geometría del yacimiento	Método de explotación subvertical con soporte artificial, relleno. Separación entre subniveles, determinado por equipos de perforación. Avance según rumbo de la veta.	Método de explotación subvertical con soporte artificial, relleno. Rampa de acceso variable para avanzar a los siguientes niveles. Avance según rumbo de la veta.	Método de explotación auto soportante. Chimenea de para acceso personal y ventilación. Avance según rumbo de la veta.
Aspectos geotécnicos y geomecánicos	Aplicable a cualquier tipo de roca, las dimensiones de diseño se pueden adaptar.	Roca de caja de baja calidad y roca mineralizada competente.	Roca de caja competente para tener sostenimiento mínimo y roca mineralizada

			con bajo contenido de arcillas.
Aspectos económicos	Es necesario modificar la rampa de acceso para subniveles superiores. Las galerías de los subniveles deben tener una potencia mayor a la de la veta, gran dilución en el material extraído en el avance de las galerías. Recuperación >90%. Necesario materiales de relleno.	Es necesario modificar la rampa de acceso para subniveles superiores. Las galerías de los subniveles deben tener una potencia mayor a la de la veta, gran dilución durante todo el proceso. Recuperación >90%. Necesario materiales de relleno.	Es necesario realizar las galerías de producción y estocadas para retirar el mineral del caserón. La galera de explotación puede ser desde un metro de potencia, menor dilución. Recuperación >90%.
Seguridad	Galerías de baja potencia, mayor estabilidad de labores.	Galerías de baja potencia, mayor estabilidad de labores.	Caserón resultante debe ser auto soportado, al menos por lo que dure la extracción del mineral. Estrecho espacio de trabajo para tronadura.
Medio ambiente	No afecta de gran manera el ambiente o las comunidades cercanas, todas las labores son dentro de la mina excepto el transporte. Problemas ambientales de carácter mitigable.	No afecta de gran manera el ambiente o las comunidades cercanas, todas las labores son dentro de la mina excepto el transporte. Problemas ambientales de carácter mitigable.	No afecta de gran manera el ambiente o las comunidades cercanas, todas las labores son dentro de la mina excepto el transporte. Problemas ambientales de carácter mitigable.

4.2.2 ANALISIS CUANTITATIVO DE LOS METODOS DE EXPLOTACION

En este apartado se realiza un análisis independiente de cada método de explotación propuesto, en el cual se determina las principales obras subterráneas que se deben realizar para la explotación según dicho método y que valores de recuperación y dilución alcanza cada uno de ellos.

“Bench Stopping”

Para su implementación es necesario construir dos subniveles separados verticalmente a través del rumbo de la veta, para ello es necesaria la implementación de una rampa de acceso para los subniveles superiores, en la actualidad solo se cuenta con acceso al nivel en que se encuentra la galería de exploración.

Los subniveles están separados una distancia en función de los equipos de perforación, estos deben ser capaces de conectar el nivel inferior con el superior mediante perforación y tronadura ascendente y descendente respectivamente, el resultante será un caserón el cual puede ser rellenado para continuar con la explotación en cotas superiores. Para el primer subnivel es posible ocupar la actual galería de exploración como parte del subnivel.

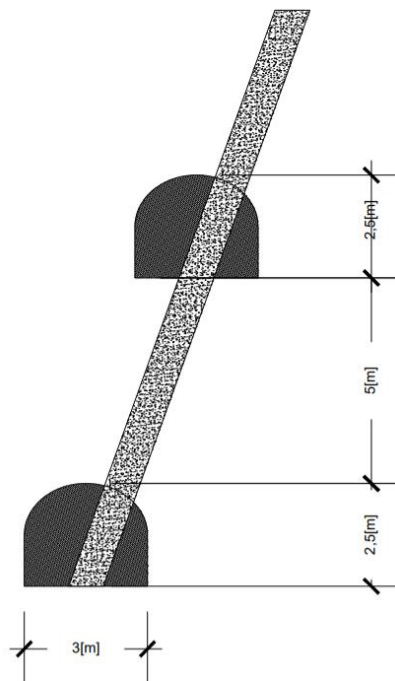


Ilustración 77: Esquema de explotación según método "Bench Stopping".

La galerías de los subniveles deben ser de 2,5 metros de alto por 3 metros de ancho para que el equipo mecanizado de carga pueda circular en ella y retirar el material tronado en el avance, mientras que la veta solo tiene una potencia de 80 centímetros, esto se traduce que en la explotación mediante cada avance de 2,5 metros de galería se extraen aproximadamente 61 toneladas de material, de las cuales solo 16 corresponderían a mineral mediante la explotación de galerías, esto se puede ver gráficamente en la

Ilustración 77 donde la sección de la galería en color negro corresponde al material sin valor económico que debe ser explotado y la veta se ve achurada.

Al explotar el mineral entre ambos subniveles la perforación se realiza de manera selectiva a través de la sección de la veta por lo cual se espera tener una baja dilución en el proceso, no mayor al 20%. Se explota solo la veta, achurada en la Ilustración 77.

Si el avance de galerías se realiza de manera selectiva, es decir, se trona primero el mineral, se hace retiro de este a los puntos de acopio y posteriormente se realiza la galería por completo, se espera una dilución total del método del 20%.

La recuperación del método es alta, alcanzando incluso el 100% ocupando de manera eficiente el relleno. Esta se ve disminuirá en casos que se deba dejar pilares de soporte entre los caserones extraídos, donde puede alcanzar valores del 80%.

“Cut and Fill”

Para la explotación según este método se genera el avance de una galería a través del rumbo de la veta, luego se ha explotado todo el largo de la veta, se rellena el nivel y se continúa con la explotación del nivel superior. Esto se puede realizar en varios niveles en paralelo para aumentar la producción. Para su implementación es necesario modificar la rampa de acceso para los niveles superiores, en la actualidad solo se cuenta con acceso al nivel que se encuentra la galería de explotación.

La explotación se realiza mediante el avance de galerías, las cuales deben ser de 2,5 metros de alto por 3 metros de ancho para que el equipo mecanizado de carga pueda circular en ella y retirar el material tronado en el avance, mientras que la veta solo tiene una potencia de 80 centímetros, esto se traduce que en la explotación mediante cada avance de 2,5 metros de galería se extraen aproximadamente 61 toneladas de material, de las cuales solo 16 corresponderían a mineral, esto se puede ver esquematizado en la Ilustración 78 donde la sección de la galería de color negro corresponde al material sin interés económico, mientras que la zona achurada corresponde a la veta. Una vez explotado todo el mineral, el nivel rellena y se continúa con el nivel superior de manera similar.

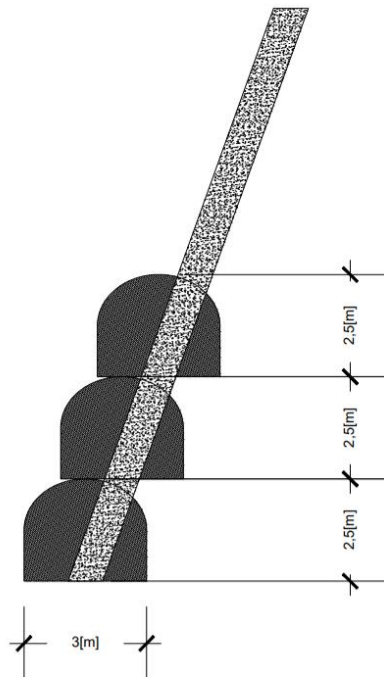


Ilustración 78: Esquema de explotación según método "Cut and Fill".

Si la tronadura del mineral se realiza de manera selectiva, es decir se trona primero solo la veta mineralizada y se retira a los puntos de acopio y posteriormente se realiza la galería completa la dilución del método alcanzaría un 20%.

El método es altamente selectivo, realizando el avance de las galerías en la zona mineralizada, por lo cual es posible alcanzar recuperaciones del 100% del cuerpo mineralizado, esto queda fuertemente determinado por la geometría que este presenta.

“Shrinkage Stopping”

Para realizar la explotación mediante este método es necesario construir las galerías y estocadas del nivel de producción, además de la galería de explotación en la base del cuerpo mineralizado. Es posible ocupar la galería de exploración actual como parte del nivel de producción y no es necesario modificar la rampa de acceso.

La explotación se realiza a partir de la galería de exploración tronando ascendentemente la veta, el acceso al interior del caserón se realizara mediante una chimenea y hoyos de perro, los cuales deben ser contruidos con anterioridad. La dimensión mínima de la galería de explotación es de 1 metro, mientras que la veta tiene una potencia de 80 centímetros, con lo cual el material extraído mediante los equipos de carga por la base del caserón contiene un 20% de dilución. Esto se puede observar esquemáticamente en la Ilustración 79, achurado se observa la veta de mineral con una potencia media de 80 centímetros y

en color negro los 20 centímetros extra de material a explotar para tener un metro para realizar las labores de perforación y tronadura cómodamente.

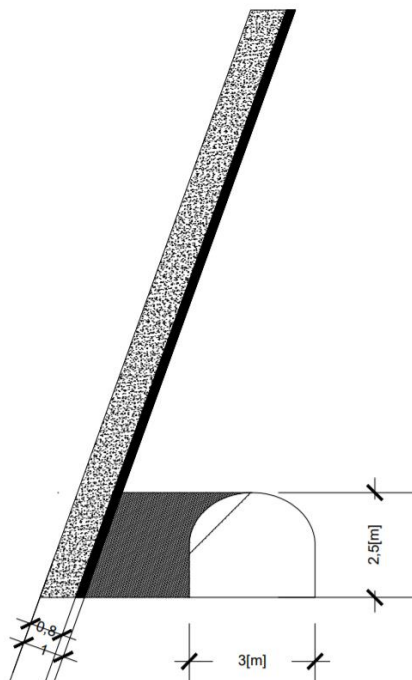


Ilustración 79: Esquema de explotación según método "Shrinkage Stopping".

Con esta metodología es posible extraer el 90% del material fragmentado al interior del caserón por la base del cuerpo, esto debido a colgaduras o problemas con el flujo gravitacional del material.

Resumen

En la Tabla 78 se presenta una tabla resumen de las principales construcciones que se deben realizar según el método de explotación además de la recuperación y dilución de materiales de cada uno de ellos.

Tabla 78: Tabla resumen del análisis cuantitativo de la selección del método de explotación.

Método de explotación	Construcciones	Recuperación	Dilución
<i>"Bench Stopping"</i>	▪ <i>Modificar rampa de acceso.</i> ▪ <i>Dos subniveles de producción.</i> ▪ <i>Requerimientos de relleno.</i>	80 – 100 % <i>Según metodología.</i>	20%
<i>"Cut and Fill"</i>	▪ <i>Modificar rampa de acceso.</i> ▪ <i>Varios subniveles de producción.</i> ▪ <i>Requerimientos de relleno.</i>	100% <i>Altamente selectivo.</i>	20%

“ <i>Shrinkage Stopping</i> ”	▪ Galerías y estocadas del nivel de producción. ▪ Galería de explotación. ▪ Chimenea de acceso y ventilación.	90%	20%
-------------------------------	---	-----	-----

4.2.3 SELECCIÓN

Según el análisis realizado el método de explotación que mejor se ajusta a las características del yacimiento y la operación actual de Terramina es la metodología por “*Shrinkage Stopping*”. Dicha metodología permite la extracción de cuerpos verticales de poca potencia, como es el caso de la veta en “Punta Diamante”. Respecto a los tres métodos analizados es el que menos dilución contiene en el mineral extraído, dado el ancho del cuerpo mineralizado. Además solo es necesario genera un nivel de explotación en la base del cuerpo mineralizado, disminuyendo costos dado que no es necesaria construcción de la rampa de acceso a niveles superiores.

El método de explotación por “*Shrinkage Stopping*” permite realizar la extracción de forma ascendente hasta que se acabe el cuerpo mineralizado, sin la necesidad de realizar subniveles ascendentemente. Lo cual calza con el poco estudio que hay por parte de la faena respecto al cuerpo mineralizado. Esto permite perforar y tronar selectivamente según la dirección en que los operadores vean el cuerpo mineralizado, de esto modo tronar el menor lastre posible o detener la explotación de manera oportuna al acaba el cuerpo mineralizado.

La galería de explotación se puede comenzar a realizar desde la galería de exploración ya dispuesta al igual que la galería de explotación puede aprovechar parte de esta para la extracción. Esto se evaluara con mayor rigurosidad en el apartado de diseño a continuación.

Implementar la metodología por “*Shrinkage Stopping*” dentro de las pertenencias de Terramina traerá beneficios y algunas desventajas, las cuales hay que tener clara para poder mitigarlas o disminuir su efecto en la explotación. Estas se pueden resumir a continuación:

Ventajas

- Metodología con menor dilución para la extracción de vetas con potencia menor a un metro.
- El manto de la falla en que se descansa el cuerpo mineralizado es de 70° lo cual permite el correcto flujo del mineral por efecto gravitatorio.

- Menores costos dados que no es necesaria la construcción de la galería de acceso para equipos mecanizados a niveles superiores y no considera materiales de relleno por ser un método autosoportante, necesitando la menor fortificación posible.
- Permite extraer el material ascendentemente a pesar de que no se sabe con exactitud la persistencia de este en el macizo.

Desventajas

- Las condiciones de trabajo de los operarios de perforación y tronadura no son las mejores, deben trabajar sobre suelos fragmentados y en espacios reducidos.
- Bajas tasas de producción, en especial en la etapa que se encuentra fragmentando el material dentro del caserón. El material dentro del caserón no puede ser retirado por los equipos de carga mientras el personal este dentro, lo cual lo hace un proceso cíclico de tronadura y retiro de material.
- Existe la posibilidad de tener problemas de colgaduras debido a la potencia del cuerpo mineralizado a extraer y posibles contenidos de arcillas.
- Método poco mecanizarle en la fragmentación del material, debido a las precarias condiciones de trabajo.

4.3 DISEÑO DE OBRAS SUBTERRANEAS

En el presenta apartado se realizara el dimensionamiento y posicionamiento de las obras subterránea necesarias para la implementación del método de explotación propuesto para la veta en “Punta Diamante”. Se describirán las principales directrices consideradas para el diseño o criterios de diseño y con ello se construirá la disposición general de la mina, describiendo finalmente el manejo de materiales dentro de ella.

4.3.1 DISPOSICIÓN GENERAL DE OBRAS SUBTERRANEAS

La disposición de las obras subterráneas se realiza mediante la metodología de extracción clásica de “*Shrinkage Stopping*”, considerando una extracción de mineral mediante equipos mecánicos. Para ellos se construye el nivel de explotación en la base del cuerpo mineralizado, este consiste en una galería principal de acceso para los equipos de carga, mediante cada una de las estocadas que conectan con los puntos de extracción estos pueden retirar el mineral hacia los puntos de acopio o directo a los equipos de transporte. En la siguiente imagen es posible observar la vista en planta de la disposición del nivel de producción respeto a la galería de exploración y la veta presente al final de esta.

La galería de explotación, desde donde se comenzara la explotación del cuerpo, será parte de la actual galería de exploración, en la zona que es posible observar mineralización. En una etapa inicial se debe realizar la perforación de la veta observada en la galería de explotación desde la misma galería, luego el mineral explotado servirá de piso para alcanzar el mineral de forma ascendente.

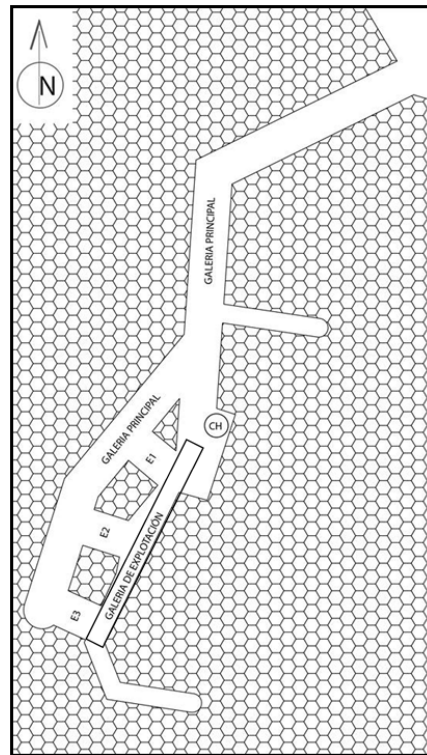


Ilustración 80: Imagen en planta del nivel de producción y de las obras que en él se emplazan.

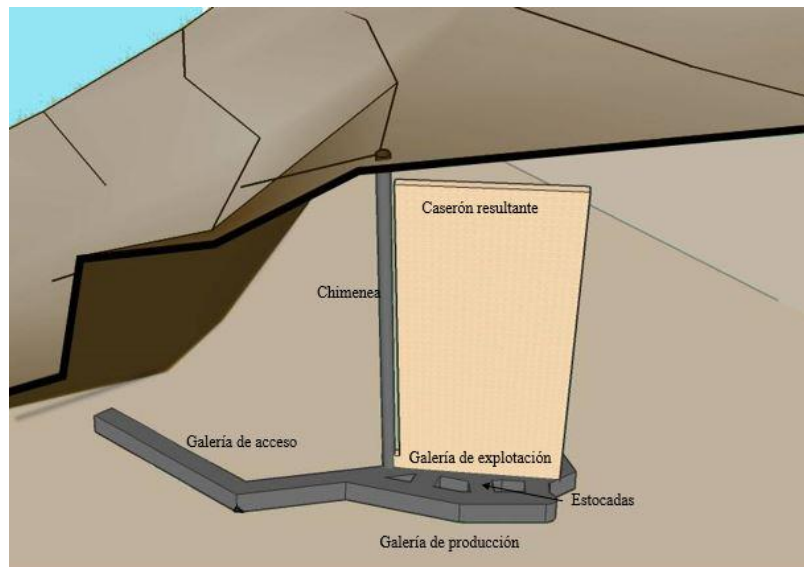


Ilustración 81: Esquema tridimensional de la disposición general de obras subterráneas para la explotación por "Shrinkage Stopping".

Tabla 79: Dimensionamiento de las obras subterráneas.

Obra subterránea	Dimensionamiento
Galería de acceso	Ancho 3 [m] Alto 2,5 [m] Largo 25[m]
Galería nivel producción	Ancho 3 [m] Alto 2,5 [m] Largo 20[m]
Estocadas nivel de explotación	Ancho 3 [m] Alto 2,5 [m] Largo 2,5[m]
Galería nivel de explotación	Ancho 3 [m] Alto 2,5 [m] Largo 20[m]
chimenea acceso y ventilación	Diámetro 1,5 [m] Alto 48 [m]
Caserón resultante	Ancho 1[m] Alto 46[m] Largo 20[m]

El equipo de perforación y tronadura tendrá acceso a la galería de explotación dentro del cuerpo mineralizado a través de la chimenea de acceso y ventilación situada a un costado del caserón resultante de la extracción. Esta será construida con escaleras para dar acceso al frente de tronadura al personal, luego de la perforación el personal se retira para realizar la tronadura, los contaminantes resultantes serán extraídos por un sistema de ventilación aspirante, donde la manga de ventilación en la chimenea extraerá el aire viciado del frente de tronadura.

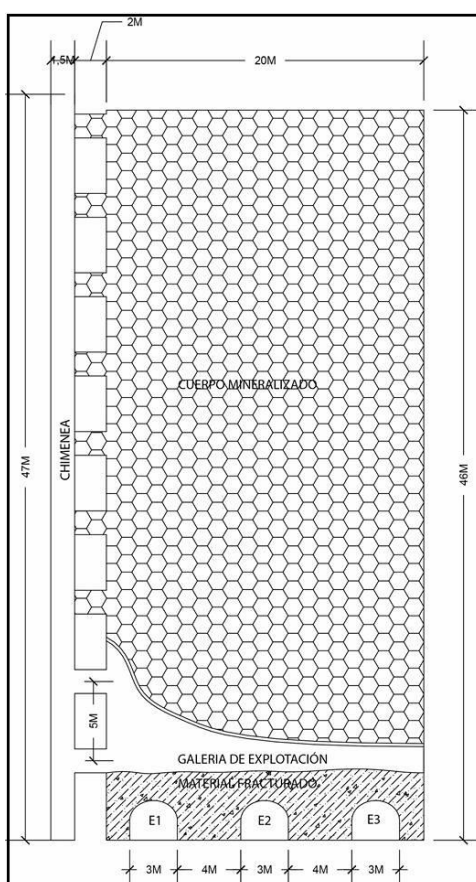


Ilustración 82: Imagen en corte de la disposición de obras.

4.3.2 MANEJO DE MATERIALES

El manejo de materiales será realizado según el método de explotación por “*Shrinkage Stopping*” clásico ocupando “*scraper*” para realizar el retiro de parte del material tronado. La explotación se realizara al interior del caserón contenedor de la veta, desde la parte basal del cuerpo de manera ascendente. Luego parte del material tronado, aproximadamente el 35%, será retirado mediante un “*scraper*”, el cual empujara parte del material fragmentado a la chimenea, en la base de esta el equipo de carga hará el retiro del mineral y lo llevara a los puntos de acopio o directamente a los equipos de carga. Esta secuencia se puede ver de manera esquemática en la Ilustración 83.

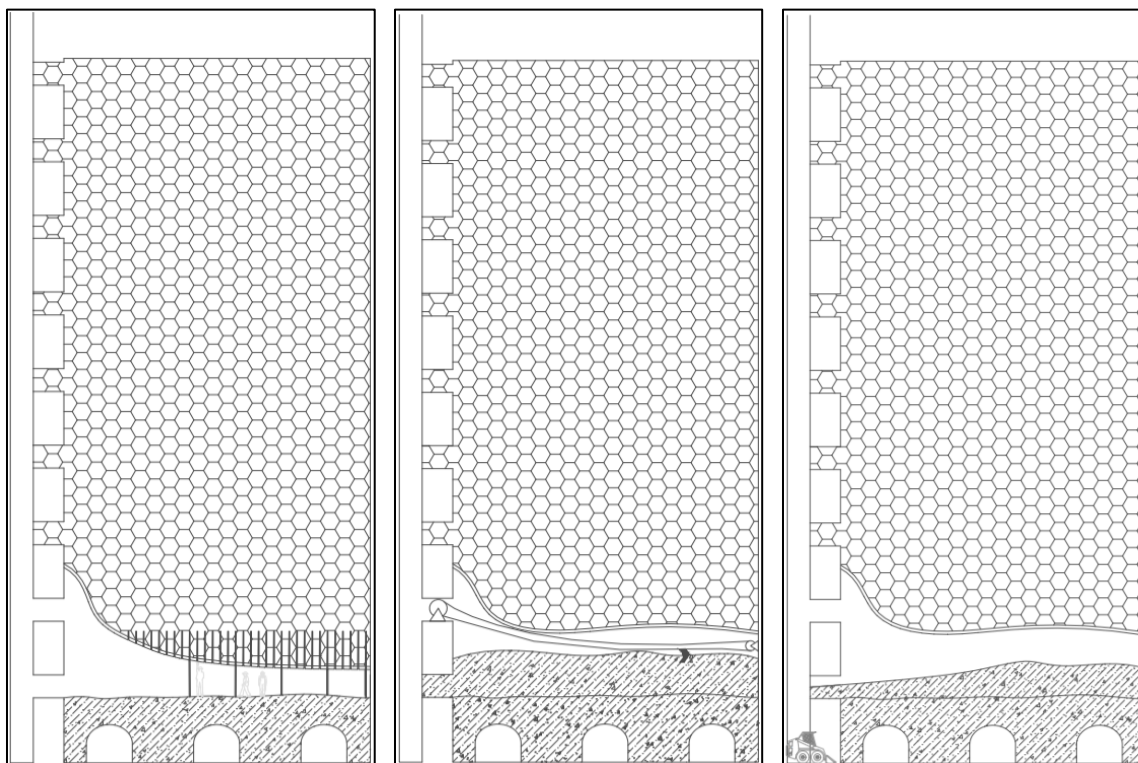


Ilustración 83: Secuencia de explotación según metodología “*Shrinkage Stopping*”. En la primera imagen se ve al equipo de perforación, luego el material se acumula en el interior del caserón y posteriormente es retirado por los equipos de carga.

El resto de material fragmentado servirá de piso para seguir con la explotación del mineral de manera ascendente dentro del caserón. En muchos casos los disparos se realizan en una sola etapa una vez concluida la perforación de toda la franja pero esto no es una regla, también es posible realizarlo de manera parcial, con el fin de retirar inmediatamente el mineral de la zona tronada. En el caso de Terramina, debido al bajo personal se decide realizar la perforación y tronadura de toda la franja para realizar la extracción posteriormente de la manera descrita.

Este ciclo de perforación, tronadura y retiro de mineral se realizará de manera continua hasta que el operario dentro del caserón no observe mineral en el techo. De ser necesario entre cada tronadura se deben fortificar las murallas del caserón. Una vez alcanzado el fin de la veta de forma ascendente, es decir, cuando todo el cuerpo mineralizado este fragmentado, se retira todo el material tronado dentro del caserón mediante los equipos de carguío a través de los puntos de extracción dispuestos en la base del cuerpo mineralizado.

El material que es retirado por los equipos automatizados de carguío es sacado de la mina hasta el punto de acopio de mineral o directamente al equipo de transporte, este al ser llenado al total de su capacidad lleva el mineral al punto de compra venta más cercada de Enami al sur de Rancagua en la zona de Chancón.

4.3.3 CRITERIOS DE DISEÑO

Seleccionada la metodología de explotación a aplicar, es necesario realizar la implementación de esta en el cuerpo mineralizado. Dada la metodología ya se tiene una idea de las obras subterráneas que se deben realizar y para que se utilizaran a lo largo de la explotación, pero es necesario localizar y dimensionar estas obras en base a diferentes criterios de diseño.

El principal criterio a la hora de diseñar las obras subterráneas corresponde a los equipos y mano de obra que circulara frecuentemente dentro de dicha labor. Las obras subterráneas deben ser diseñadas con un ancho mínimo que permita la circulación de los equipos y personal necesarios dentro de ellas. Dentro de las obras subterráneas a realizar para la implementación del método de explotación por “Shrinkage Stopping” se debe tener en cuenta que en las labores del nivel de producción debe circular el equipo de carga mecanizado y la manga de ventilación, mientras que para la galería de explotación debe ser capaz de albergar al equipo de perforación y tronadura.

Además la locación de las obras subterráneas se realizara buscando minimizar los costos asociados a perforación y tronadura. En la actualidad se cuanta con la galería de exploración de 1,5 metros de ancho y 2 metros de alto, la cual se buscara utilizar en las obras del nivel de producción dentro de lo posible. Perforar y tronar en lugares de estéril retrasa las labores de explotación debido a la mano de obra limitada de la operación, por ello solo se debe realizar en caso de ser estrictamente necesario.

A continuación de se definen los equipos utilizados en la actualidad, 2018, en la faena de Terramina:

Equipos de perforación

La perforación de cada uno de los tiros de avance se realiza de manera manual mediante una **perforadora YT27**, la cual cuenta con un set de barras integrales de perforación de 1.2, 2 y 3.2 metros de longitud. Para las labores principales de avance en la actualidad se ocupan principalmente las barras de 2 y 3,2 metros para tener un mayor avance diario, se adjuntan en la tabla las principales especificaciones técnicas.



Ilustración 84: Perforadora manual YT27 y barras integrales.

Tabla 80: Especificaciones técnicas perforadora manual YT27.

Especificaciones	
Dimensiones [mm]	668 x 248 x 202
Peso [kg]	27
Energía Impacto [J]	≥ 70
Frecuencia Impacto [Hz]	≥ 40
Consumo de aire [L/s]	≤ 85
Presión de aire [Mpa]	0,4 - 0,63
Presión de agua [Mpa]	0,3
Porta Brocas [mm]	22 x 108

Para realizar el proceso de perforación es necesario inyectar a la perforadora manual YT27 las presiones de aire y agua requeridas. Con esa finalidad se ocupa un **compresor chicago P Neumatic**, el cual está conectado a un estanque de agua. De esta forma es posible inyectar por dentro de las barras integrales de perforación el flujo de agua necesario para la remoción del detritus resultante de la perforación de la roca y evitar la alta generación de polvos, los cuales pueden ser contaminantes según su contenido de sílice.

El compresor es localizado fuera de las galerías, la inyección de aire y agua al frente de perforación se realiza mediante mangueras conectadas a la perforadora manual. Con ayuda de este equipo y mediante un tubo de metal se realiza el soplido de cada uno de los tiros para eliminar los trozos de rocas dentro de ellos como fue mencionado anteriormente además de ser utilizado para la carga de explosivo dentro de los tiros perforados.

Tronadura

Luego de realizado y soplado cada uno de los tiros se procede a cargar los explosivos dentro de estos. Esto se realiza solo y exclusivamente por el personal que tiene la licencia de manipulación de explosivos vigente, donde el explosivo y los detonadores se encuentran almacenados en un polvorín temporal tipo gallinero al cual solo tiene acceso el encargado de los explosivos de Terramina Norte - Sur, Don Juan Molina. El traslado de explosivos desde el polvorín a los frentes de tronadura se realiza mediante mochilas manipuladas por el encargado de los explosivos.

Al momento de realizar el carguío de explosivos y el accionamiento de la tronadura se cierra el acceso a la mina para evitar cualquier tipo de accidente o inconveniente y se retira a todo el personal trabajando dentro de las galerías de exploración o en las cercanías de estas.

Para el proceso de tronadura se utiliza explosivo ANFO, el cual se compra en sacos de 25 kg, emultex, fulminantes del número 8 y metros de mecha corta para iniciar la detonación. Dado que el polvorín es provisorio la orden de compra autorizada semanalmente está dada por:

Tabla 81: Ejemplo de compra de orden autorizada.

Clasificación del producto	Descripción del producto autorizado	Cantidad aut.
Explosivos	Explosivo, 3 sacos de anfo 25 kg c/u – local	45,600 KDG60%
Explosivos	Explosivos, 210 unidades emultex – local	12,500 KDG60%
Explosivos	Explosivos, 200 fulminantes nro. 8 – local	0,300 KDG60%
Explosivos	Explosivos, 500 metros mecha lenta - local	0,200 KDG60%

Equipos de carga

Luego de realizada la tronadura se espera un tiempo (30 minutos mínimo) para generar la ventilación de la galería, luego el material tronado se retirado del frente de la galería mediante un equipo mecánico, el cual tiene un capacidad de carga en su pala de una toneladas y su dimensionamiento se puede ver en la Tabla 82.



Ilustración 85: Equipo de cargador.

Tabla 82: Especificaciones técnicas mini cargador.

Minicargador CAT 226B	
Alto [m]	2
Ancho [m]	2
Capacidad balde [kg]	900
Potencia neta [kW]	53,8

El material tronado es retirado desde el frente de la galería y llevado a acopios de lastre o mineral respectivamente. El tiempo que el equipo demora en realizar la extracción del total de mineral del frente de explotación para liberarlo para continuar con las labores de perforación depende directamente el mineral tronado y la distancia de avance del socavón.

El mineral extraído del frente es llevado fuera del socavón para ser cargado en el equipo de transporte, camión. Luego de que el camión se encuentra en su capacidad máxima el resto de mineral es dispuesto en un acopio para su posterior transporte.

Equipos de transporte

El equipo de transporte corresponde a un camión de 25 toneladas, el cual se dispone fuera de la galería tronada a la espera de que el equipo de carguío retire el mineral del frente y lo cargue en la tolva. Luego que este llega a su capacidad máxima este se retira de la pertinencia minera para llevar el mineral a la oficina de compra venta más cercana de Enami, correspondiente a la Planta de Rancagua ubicada al Sureste de Rancagua en el sector Chacón.



Ilustración 86: Camión de transporte de 25 Ton.

4.3.4 DIMENSIONAMIENTO DE OBRAS SUBTERRÁNEAS

Como fue mencionado con anterioridad es imprescindible que dentro de las obra subterráneas lo equipos y el personal puedan circular sin problema. Para ello en la disposición general de las obras es necesario tener las siguientes consideraciones por obra subterránea:

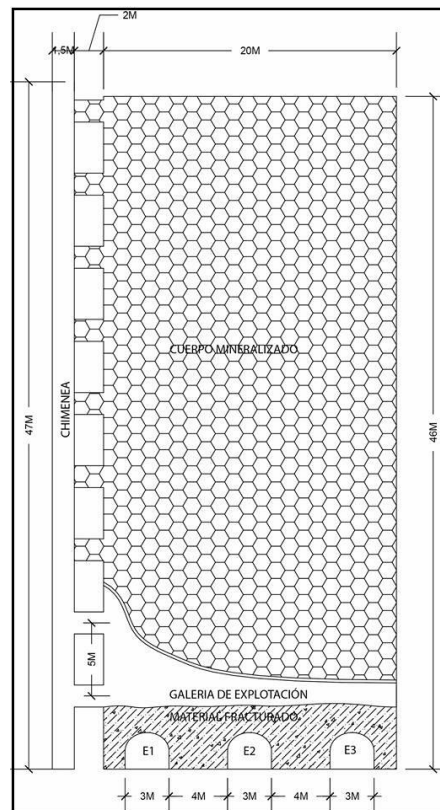


Ilustración 87: Dimensionamiento de obras subterráneas.

Galería de explotación

Se denomina galería de explotación a la galería principal emplazada a lo largo del rumbo de la veta, por la cual se realizara la perforación y tronadura ascendente a través del cuerpo. Esta tras cada ciclo de perforación tronadura y retiro, aumenta su altura, pues el material tronado sirve de piso de trabajo para tronar el material in situ en el techo de la galería. En dicha obra debe poder trabajar cómodamente el equipo de perforación y tronadura, por lo cual debe tener al menos un metro de ancho a través de sus 20 metros de largo para realizar las maniobras con los equipos de perforación y el carguío de explosivos.

Galerías del nivel de producción.

El material tronado desde el interior del cuerpo mineralizado es retirado mediante el equipos de carga descrito anteriormente, Ilustración 85. Las galerías de este nivel tendrán 3 metros de diámetro por 2,5 metros de alto, de este modo en dichas galerías el equipo será capaz de circular libremente y realizar las maniobras de carga y descarga necesarias.

Estocadas del nivel de producción

De manera similar dentro de las estocadas los equipos de carguío deben ser capaces de realizar las maniobras de carga y descarga necesarias, para ello las dimensiones de las estadas deben ser de 3 metros de diámetro por 2,5 metros de alto. En el caso de la faena minera de Terramina las labores de carga se realizan mediante un mini cargador Cat, el cual tiene la facultad de poder girar en su propio eje, por lo cual no daña sus ejes al girar cargado, permitiendo que las estocadas sean de 2,5 metro de largo cada una.

Chimenea de acceso y ventilación

Como fue mencionado anteriormente la chimenea será construida paralela al caserón a extraer, es decir, a lo largo del rumbo de la veta siguiendo su manto. Sera construida a 2 metros del caserón a extraer, con un total de 48 metros de altura y 1,5 metros de diámetros, lo suficiente para que acceda el equipo de perforación y tronadura además de la manga de ventilación. Cada 5 metros de chimenea se dispondrán conexiones entre la chimenea y la galería de explotación, denominador hoyos de perro, por los cuales el equipo de perforación y tronadura accederá al interior del caserón para continuar con la fragmentación del cuerpo mineralizado de forma ascendente.

En la Tabla 83 se describe de manera resumida el dimensionamiento de cada una de las obras subterráneas a construir para la implementación del “Shrinkage Stopping”.

Tabla 83: resumen del dimensionamiento de las obras subterráneas para la implementación del "Shrinkage Stopping".

Obra subterránea	Dimensionamiento
Galería de acceso	Ancho 3 [m] Alto 2,5 [m] Largo 25[m]
Galería nivel producción	Ancho 3 [m] Alto 2,5 [m] Largo 20[m]
Estocadas nivel de explotación	Ancho 3 [m] Alto 2,5 [m] Largo 2,5[m]
Galería nivel de explotación	Ancho 3 [m] Alto 2,5 [m] Largo 20[m]
chimenea acceso y ventilación	Diámetro 1,5 [m] Alto 48 [m]
Caserón resultante	Ancho 1[m] Alto 46[m] Largo 20[m]

4.4 ANÁLISIS DE ESTABILIDAD Y FORTIFICACIÓN DE OBRAS

Las obras subterráneas realizadas para la extracción del cuerpo mineralizado, según el método de explotación propuesto, deben permanecer estables por todo el periodo de tiempo que demore la explotación, es por ello que se debe realizar un análisis de requerimientos de fortificación de dichas obras. Para dar un orden respecto a la fortificación de obras se divide el análisis en dos categorías:

- **La fortificación de galerías:** donde se analizara los requerimientos de fortificación de las galerías de nivel de producción y las estocadas utilizadas para la extracción, lo cual se realizara mediante el gráfico de fortificación de Barton (Ilustración 44).
- **La estabilidad y/o fortificación del caserón resultante de la extracción de mineral:** La estabilidad del caserón se analizara mediante el gráfico de estabilidad de Mathews, además para ratificar que el caserón permanecerá estable se ocupara el gráfico de hundibilidad de Laubscher (Ilustración 66). Por otro lado para analizar la fortificación necesaria se ocupara el gráfico de fortificación de Barton (Ilustración 44).

4.4.1 ESTABILIDAD Y FORTIFICACIÓN DE GALERÍAS

Dentro del diseño de obras subterráneas según el método de explotación por "Shrinkage Stopping" las galerías en las cuales circulan los equipos de carga mecánicos deben ser 2,5 metros de alto y 3 metros de ancho. Estas son las galerías dispuestas como nivel de producción correspondiente a la galería principal de acceso y las estocadas que darán acceso a los equipos a cada uno de los puntos de extracción.

Para realizar el análisis de requerimientos de fortificación se utiliza el gráfico de fortificación de Barton (Ilustración 44), el cual compara el índice de calidad del macizo rocoso de Barton Q con la altura máxima de la excavación en metros dividido por el ESR (Excavation Support Ratio). En el punto de intersección grafica de dichos índices el gráfico entrega que tipo de fortificación se debe utilizar, sus características y el espaciamiento de estos en base a casos empíricos.

La altura máxima de las galerías corresponde a 2,5 metros mientras que el ESR correspondiente a una excavación de mina permanente corresponde a 1,6 según la Tabla 38. De este modo el ratio (Ecuación 9) toma un valor de:

$$\frac{\text{Altura [m]}}{\text{ESR}} = \frac{2,5}{1,6} = 1,56$$

Mientras que el índice de caracterización de Q crítico del macizo rocoso analizado corresponde a 4,16 en el dominio “C” cómo es posible apreciar en la Tabla 76. De este modo se realiza la intersección en ambos valores dentro del gráfico de fortificación, la intersección se encuentra dentro de la zona 1, la cual corresponde a la zona de sin soporte o con pernos puntuales, según lo descrito en la leyenda del gráfico presente en la Ilustración 44.

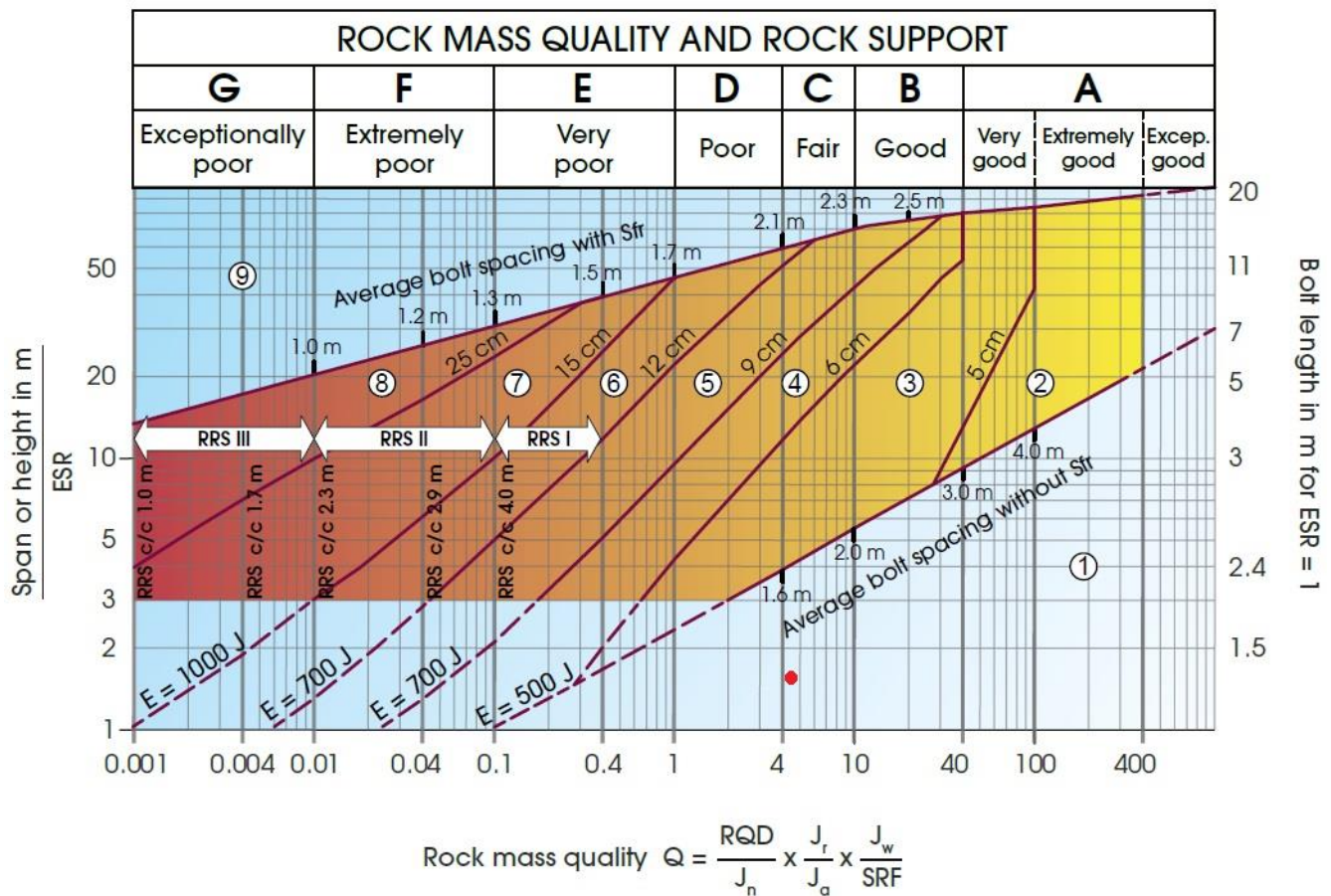


Ilustración 88: Intersección grafica para determinar fortificación según el gráfico propuesto por Barton. Ratio=1.56 Q=4.16.

Si bien el gráfico arroja que estamos en una zona que no es necesario la fortificación, nos advierte que puede ser necesario la incorporación de pernos de anclaje específicos, los cuales deberán ser utilizados

en casos notorios de bloques sueltos o cuñas que se pueden presentar. El tamaño y orientación de estos pernos puntuales deben ser determinados a través de las observaciones en terreno.

En síntesis, las galerías correspondientes al nivel de producción de la metodología propuesta no necesitan de fortificación adicional, salvo en casos puntuales de bloques libres.

Estabilidad de paredes

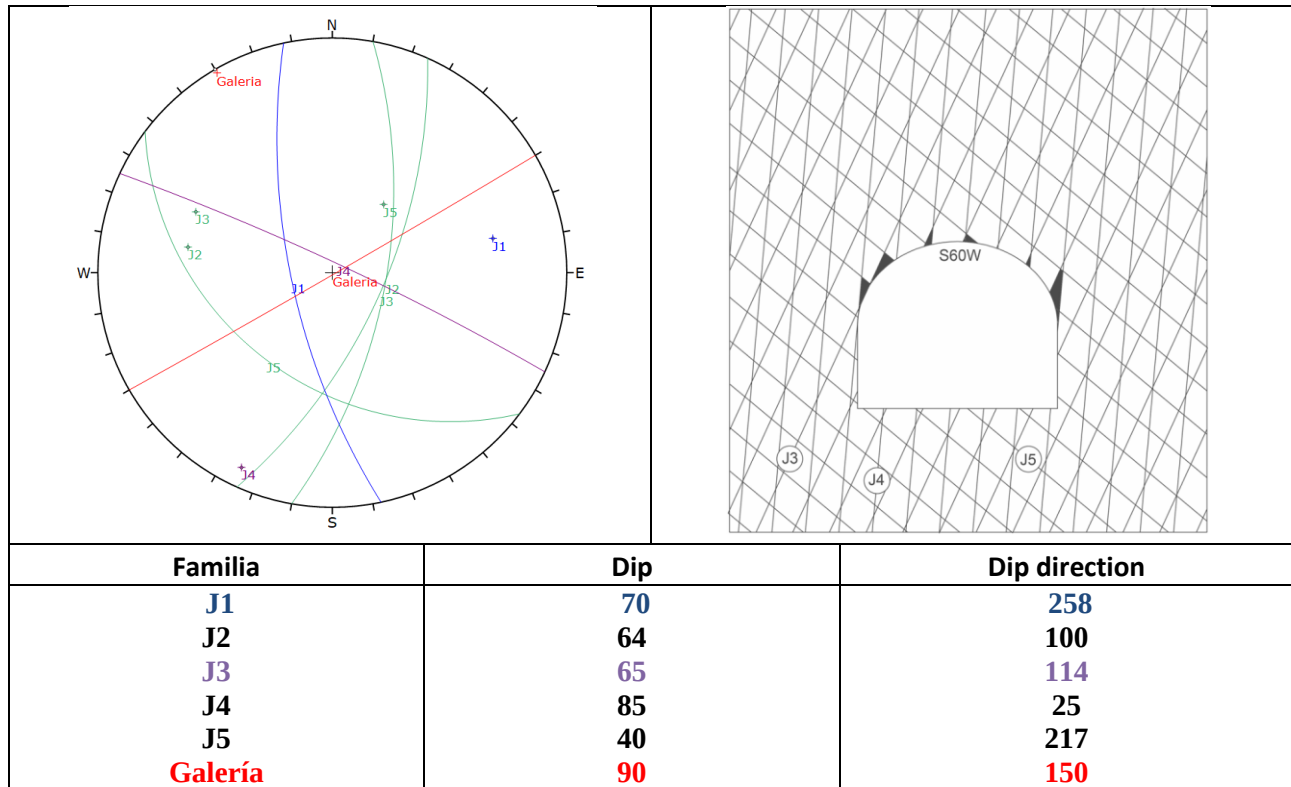
En el presente apartado se realizara el análisis de estabilidad de la galería de exploración de “Punta Diamante”. En general, las orientaciones de familias de discontinuidades paralelas a la dirección del eje de un túnel son situaciones desfavorables para la estabilidad (Vallejo et al., 2002), es por ello que para cada uno de los dominios geotécnicos definidos se identificaran las principales familias paralelas al túnel y se representara de manera esquemáticamente la intersección de estas con la sección de la galería. De este modo poder observar si estas dejan ver bloques libres en las murallas de la construcción o cuñas en el techo de esta.

Para cada dominio se presentan las familias de discontinuidades presentes, su representación en la malla estereográfica y para aquellas paralelas al eje del túnel, su representación en un esquema con la sección para realizar el análisis de estabilidad.

Dominio “Entrada”

Para el dominio “Entrada” se observa un total de cinco familias de discontinuidades Tabla 84, de las cuales tres presentan una orientación paralela al eje de la galería, J3, J4 y J5. Estas son representadas en un esquema con la sección de la galería en la imagen derecha de la Tabla 84.

Tabla 84: Esquema de intersección de las discontinuidades presentes en el dominio "Entrada" con la sección de galería.



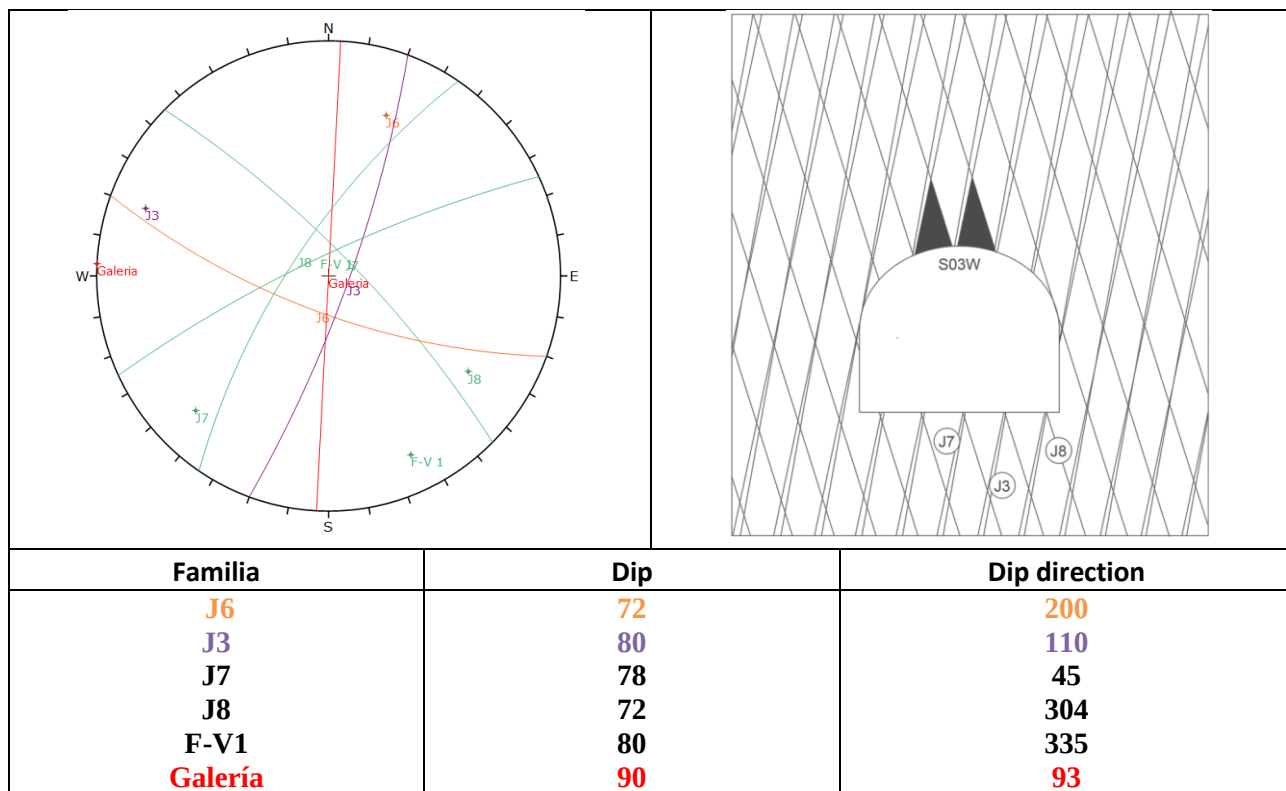
Como es posible observar en el esquema, las familias representadas forman pequeñas cuñas en la zona del techo de la galería. Por lo cual es necesario implementar un plan para acuñar la galería esporádicamente. Estas no son de gran tamaño pero se pueden soltar con el tiempo debido a movimientos telúricos, inducidos por la actividad minera o la presencia de agua dentro de la galería.

Dominio “A”

Para el dominio “A” se observa un total de cuatro familias de discontinuidades y una falla veta mineralizada con anhidrita Tabla 85, de las cuales tres familias presentan una orientación paralela al eje de la galería, J3, J7 y J8. Estas son representadas en un esquema con la sección de la galería en la imagen derecha de la Tabla 85.

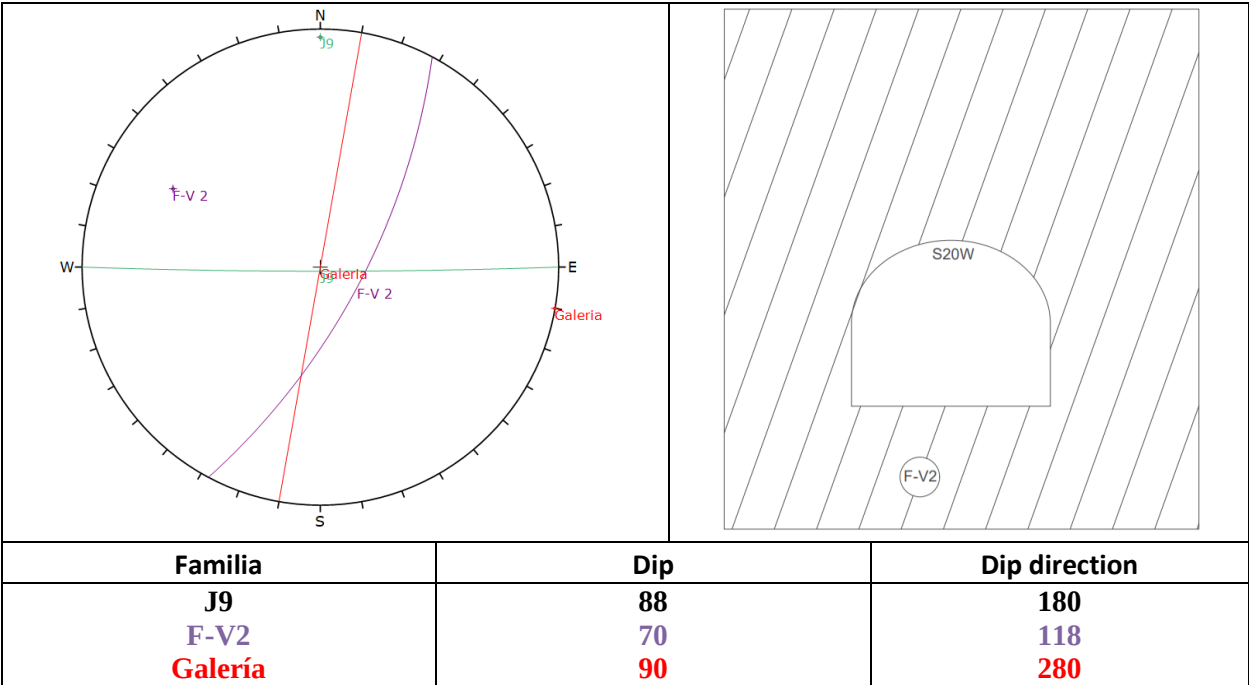
Como es posible observar en el esquema con la sección, las familias representadas describen cuñas de mayor envergadura en la zona del techo de la galería. Por lo cual es necesario analizar el nivel de encajamiento de estos, y determinar si es necesaria la fortificación con pernos puntuales para evitar que estos puedan caer con el tiempo.

Tabla 85: Esquema de intersección de las discontinuidades presentes en el dominio "A" con la sección de galería.



Dominio “Pozo”

Tabla 86: Esquema de intersección de las discontinuidades presentes en el dominio "Pozo" con la sección de galería.

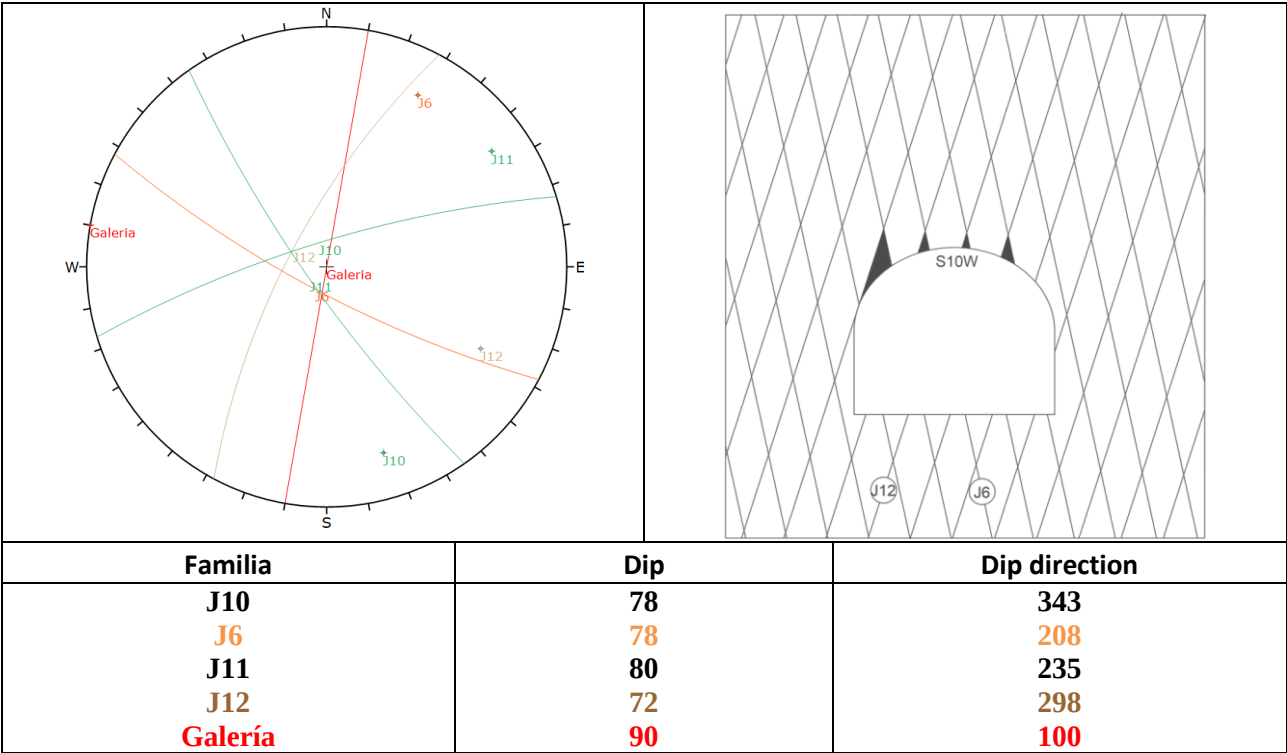


Para el dominio “Pozo” se observa un total una familia de discontinuidades y una falla veta mineralizada con sulfuros de cobre (F-V2) Tabla 86, de estas la Falla-Veta presenta una orientación paralela al eje de la galería. Esta se representa en un esquema con la sección de la galería en la imagen derecha de la Tabla 86.

Como es posible observar en el esquema con la sección, la Falla-Veta de sulfuros de cobre no representa ningún tipo de inestabilidad para la galería de “Punta Diamante” en el dominio “Pozo”. Esta veta en terreno se puede observar en el lado derecho de la galería según el avance de esta.

Dominio “B”

Tabla 87: Esquema de intersección de las discontinuidades presentes en el dominio "B" con la sección de galería.



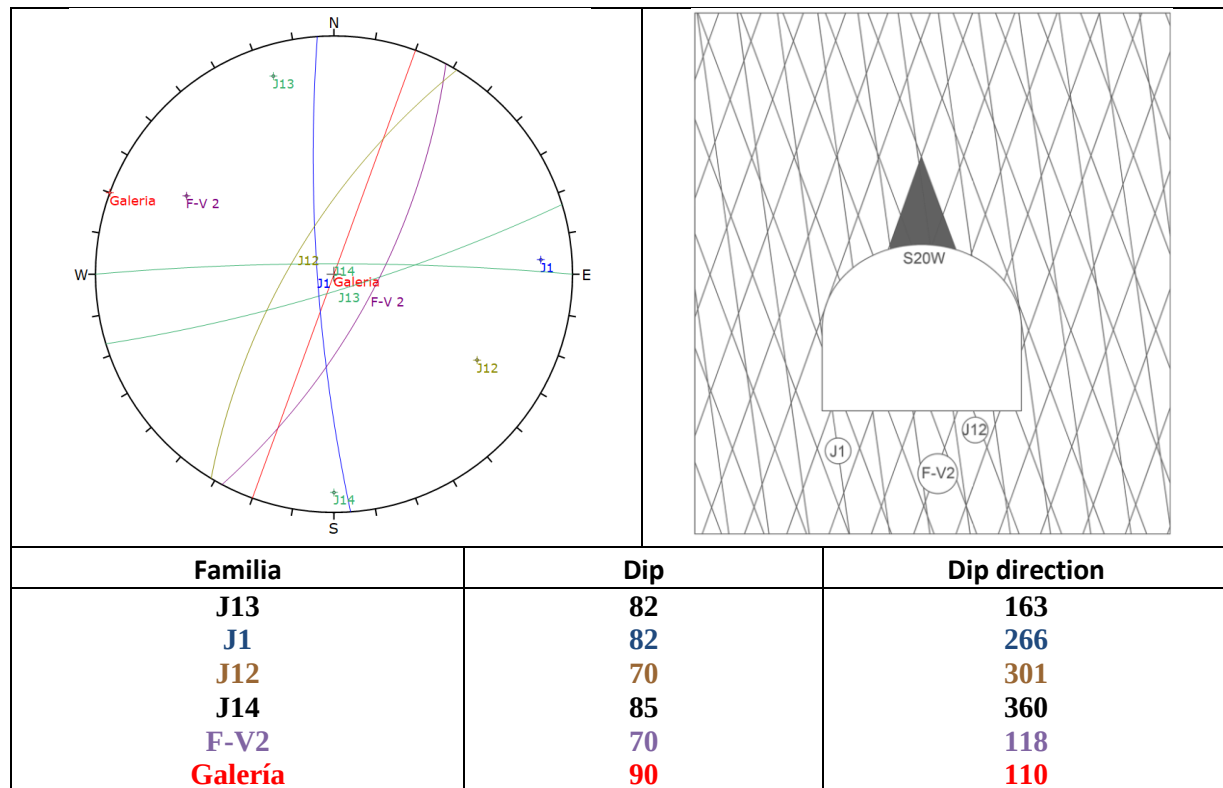
Para el dominio “B” se observa un total de cuatro familias de discontinuidades Tabla 87, de las cuales dos familias presentan una orientación paralela al eje de la galería, J6 y J12. Estas son representadas en un esquema con la sección de la galería en la imagen derecha de la Tabla 87.

Como es posible observar en el esquema, las familias representadas forman pequeñas cuñas en la zona del techo de la galería. Por lo cual es necesario implementar un plan para acuñar la galería esporádicamente. Estas no son de gran tamaño pero se pueden soltar con el tiempo debido a movimientos telúricos, inducidos por la actividad minera o la presencia de agua dentro de la galería.

Dominio “Falla”

Para el dominio “Falla” se observa un total de cuatro familias de discontinuidades y una Falla-Veta de sulfuros de cobre (F-V2) Tabla 88, de las cuales tres familias presentan una orientación paralela al eje de la galería, J1, J12 y F-V2. Estas son representadas en un esquema con la sección de la galería en la imagen derecha de la Tabla 88.

Tabla 88: Esquema de intersección de las discontinuidades presentes en el dominio "Falla" con la sección de galería.

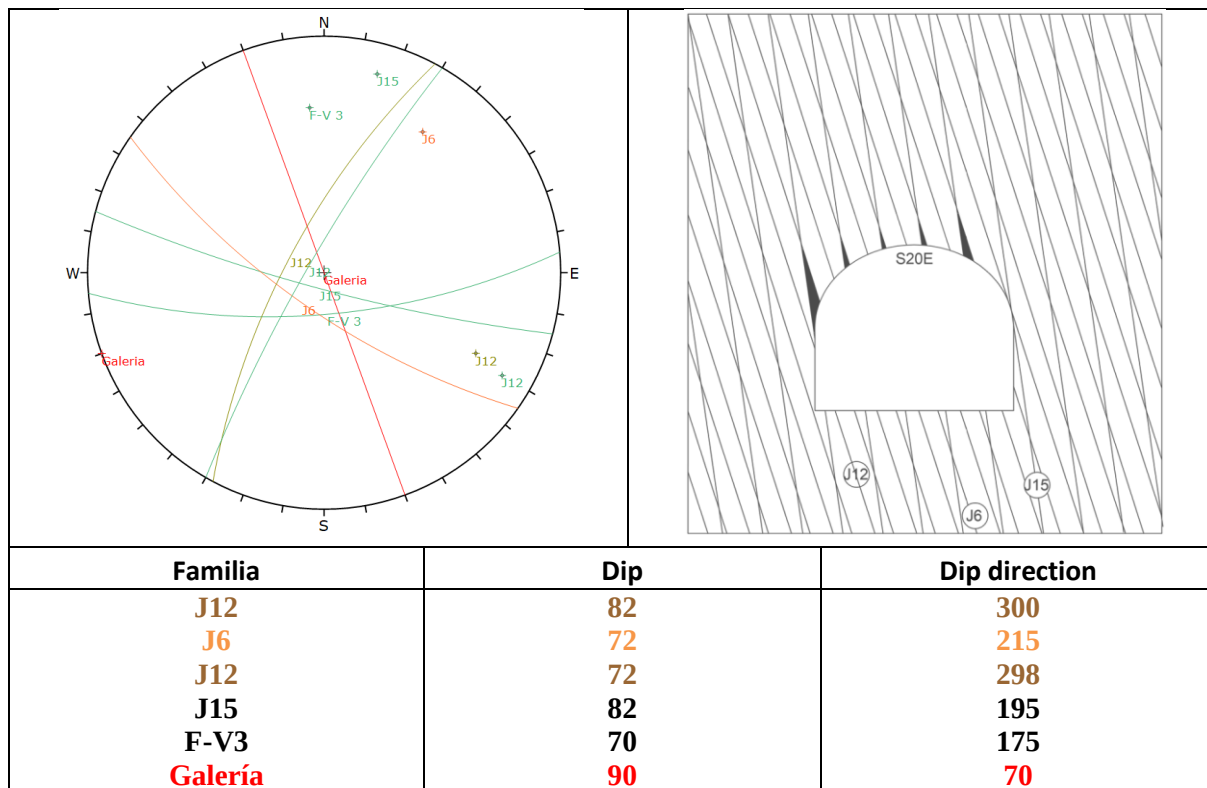


Como es posible observar en el esquema con la sección, las familias representadas describen cuñas de mayor envergadura en la zona del techo de la galería. Por lo cual es necesario analizar el nivel de encajamiento de estos, y determinar si es necesaria la fortificación con pernos puntuales para evitar que estos puedan caer con el tiempo.

Dominio “C”

Para el dominio “C” se observa un total de cuatro familias de discontinuidades y una Falla-Veta de con mineralización de anhidrita (F-V3) Tabla 89, de las cuales tres familias presentan una orientación paralela al eje de la galería, J6, J12 y J15. Estas son representadas en un esquema con la sección de la galería en la imagen derecha de la Tabla 89.

Tabla 89: Esquema de intersección de las discontinuidades presentes en el dominio "C" con la sección de galería.



Como es posible observar en el esquema, las familias representadas forman pequeñas cuñas en la zona del techo de la galería. Por lo cual es necesario implementar un plan para acuñar la galería esporádicamente. Estas no son de gran tamaño pero se pueden soltar con el tiempo debido a movimientos telúricos, inducidos por la actividad minera o la presencia de agua dentro de la galería.

Resumen

En síntesis la actual galería de exploración, la cual será utilizada en parte para el nivel de producción y como base para la galería de explotación no presenta mayores problemas de inestabilidad de bloques. En los Dominios “A” y “Falla” se presentan los mayores problemas, con bloques de mayor tamaño, los cuales se deben analizar en terreno para identificar si es necesaria la fortificación puntual de estos mediante pernos. Mientras que para el resto de los dominios solo se presentan cuñas de bloques de menor

tamaño lo que se puede mitigar programando acuñadura sistemática de la galería para evitar que estos se suelten de manera inoportuna con el tiempo.

Cabe destacar que la parte del nivel de producción a construir es paralela a la actual galería de exploración, por lo cual debería presentar problemas de inestabilidad de cuñas similares a las analizadas anteriormente. Aun así se recomienda el estudio in situ de las familias al momento de generar el avance de estas y las estocadas que conectan con los puntos de extracción.

4.4.2 ESTABILIDAD DE CASERONES

El cuerpo mineralizado a extraer es una veta subvertical, con una altura de 40 metros, 20 metros de largo y una potencia media de 0,8 metros. Dado que el cuerpo presenta una inclinación, y la potencia necesaria a extraer es de un metro, para que el personal pueda realizar la perforación y tronadura sin problemas, el caserón resultante de la extracción tiene dimensiones de 20 metros de longitud, 46 metros de altura y 1 metro de potencia (Ilustración 89).

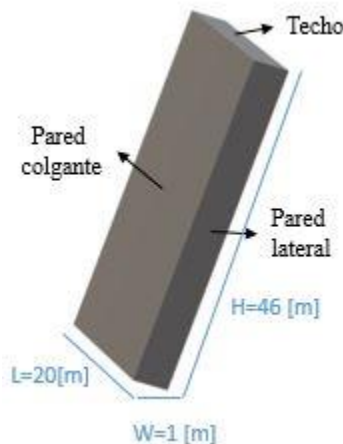


Ilustración 89: Dimensionamiento del caserón resultante de la extracción del cuerpo mineralizado. Se nombran cada una de las murallas a analizar.

El análisis de estabilidad del caserón resultante se realiza mediante la metodología del gráfico estabilidad de Mathews y se ratificara con el gráfico de hundimiento de Laubscher. En ambas metodologías uno de los parámetros de entrada guarda relación con el dimensionamiento de la cavidad final, representado por el radio hidráulico (RH) de la excavación. Mientras que el otro parámetro de entrada guarda relación con las características del yacimiento, ocupando el número de estabilidad y la categorización por MRMR para el gráfico de hundimiento de Mathews y el gráfico de hundimiento de Laubscher respectivamente.

Estabilidad por Gráfico de Mathews

El gráfico de estabilidad original de Mathews (Mathews, Hoek, Wyllie, & Stewart, 1981) se puede observar en la Ilustración 47, este en base al factor de tamaño, representado por el radio hidráulico, y el número de estabilidad deja ver en qué condición de estabilidad se encuentra la obra subterránea, en base a casos empíricos considerados en el estudio.

En análisis de estabilidad se realiza independientemente para cada una de las murallas del caserón resultante, donde para cada una de ellas es necesario determinar el radio hidráulico de la muralla y el número de estabilidad propio de esta, el cual se determina teniendo en cuenta el índice de Barton Q' modificado del dominio “C” crítico o de diseño. El cual presenta un valor de 15,75 como se puede apreciar en la Tabla 90, este no consideras los puntajes por humedad en la excavación y el SRF.

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

Tabla 90: Índice de Barton modificado Q' por dominio.

Dominio	Q		Q'
Entrada	6,54	Regular	16,37
A	13,13	Bueno	32,83
Pozo	39,76	Bueno	99,4
B	6,5	Regular	24,64
Falla	4,3	Regular	16,32
C	4,16	Regular	15,75

A continuación se presenta el análisis de estabilidad para cada una de las murallas del caserón resultante descritas en la Ilustración 89:

Techo

El techo tiene una disposición horizontal en la parte superior del caserón resultante, con un metro de potencia y veinte metros de largo, lo cual se traduce en un radio hidráulico de 0,476 [m]. Para el factor A no es posible determinar un valor exacto pues no se conoce información respecto a los esfuerzos inducidos en el techo del caserón, por ello el valor de A se considera en un intervalo de 0,1 – 1, en los cuales varia este factor. Las principales familias de discontinuidades son paralelas al rumbo del caserón con lo cual el factor B toma un valor de 0,5 según la Ilustración 62, mientras que el factor C toma un valor de 5,6 pues el caserón presenta una orientación subvertical, 70° desde la horizontal Ilustración 65.

De este modo el número de estabilidad, Ecuación 12, queda definido en un rango de valores entre 4,41 y 44,1. Estos valores se pueden ver resumidos en la Tabla 91.

Tabla 91: Radio hidráulico y número de estabilidad para el techo del caserón resultante, metodología grafica de Mathews original.

Pared	RH	Q'	A	B	C	N
Techo	0,476	15,75	[0,1 - 1]	0,5	5,6	4,41 – 44,1

Luego se realiza la intersección del radio hidráulico dentro del gráfico de estabilidad de Mathews (1981) con el rango que se encuentra el número de estabilidad, como se observa en la siguiente ilustración:

$$N = [0,1 - 1] * 0,5 * 5,6 * 15,75 = [4,41 - 44,1]$$

$$RH = 0,476[m]$$

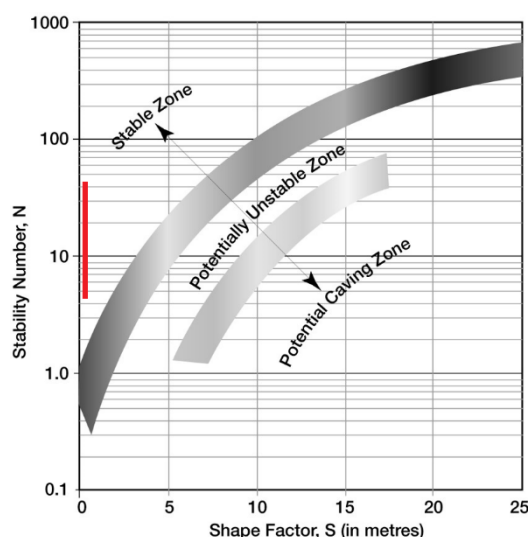


Ilustración 90: Rango de estabilidad del techo del caserón resultante según el gráfico de estabilidad original de Mathews (Mathews, Hoek, Wyllie, & Stewart, 1981).

Con esto se puede observar en color rojo que para cualquier valor que tenga el factor A, según el radio hidráulico de la excavación, esta se encontrara en una zona de estabilidad (“Stable Zone”).

Sin duda la principal modificación que sufre en gráfico de estabilidad original de Mathews es realizada en 1988 por Potvin (Potvin, 1988), este agrego casos al estudio y realiza cambios en la manera de determinar el número de estabilidad, denominado Numero de estabilidad modificado (N’).

$$\text{Numero de estabilidad } (N') = A * B * C * Q'$$

El índice de Barton modificado se determina de igual manera, por lo cual mantiene su valor de 15,75, mientras que el factor A mantiene su rango de valores entre 0,1 y 1. Por otro lado el índice B se determina a través de la Ilustración 61 donde se tiene que el set principal tiene una disposición paralela al techo, por lo cual el factor B toma un valor de 0,3, mientras que el factor C queda determinado por la Ecuación 17, tomando un valor de 5,95. De este modo el número de estabilidad modificado queda definido en un rango de 2,81 a 28,1. Esto se puede ver resumido en la Tabla 92.

Tabla 92: Radio hidráulico y número de estabilidad para el techo del caserón resultante, metodología propuesta por Potvin.

Pared	RH	Q'	A	B	C	N'
Techo	0,476	15,75	[0,1-1]	0,3	5,95	2,81 – 28,1

Luego se realiza la intersección del radio hidráulico dentro del gráfico de estabilidad de modificado de Mathews por Potvin (Potvin, 1988) con el rango que se encuentra el número de estabilidad, como se observa en la siguiente ilustración:

$$N = [0,1 - 1] * 0,3 * 5,95 * 15,75 = [2,81 - 28,1]$$

$$RH = 0,476[m]$$

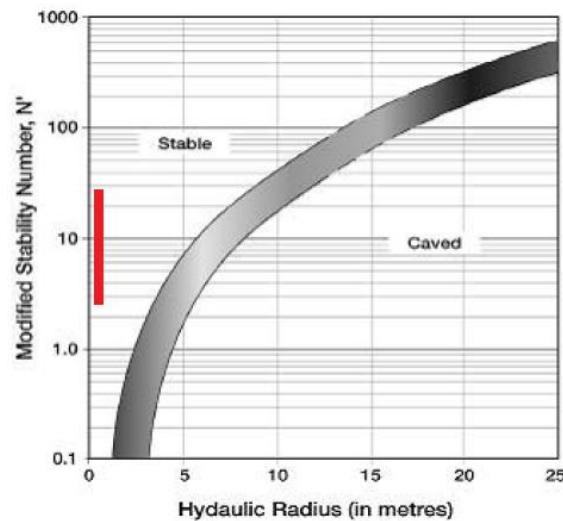


Ilustración 91: Rango de estabilidad del techo del caserón resultante según el gráfico de estabilidad de Mathews modificado por Potvin (Potvin, 1988).

De manera similar se puede observar en color rojo que para cualquier valor que tome el factor A la excavación se encuentra dentro de una zona estable en el gráfico de estabilidad modificado de Potvin (“Stable Zone”).

En síntesis el techo del caserón resultante de la extracción del mineral permanecerá estable según la metodología grafica propuesta por Mathews (Mathews, Hoek, Wyllie, & Stewart, 1981). Esto se realizó para el gráfico original de Mathews y para el gráfico modificado por Potvin (Potvin, 1988) pero se mantiene en la zona estable en las posteriores modificaciones del gráfico de estabilidad original de Mathews posteriores mencionadas en el apartado 3.5.2.

Pared Lateral

La Pared lateral tiene una disposición vertical, marcando el inicio y final del rumbo del caserón resultante, con un metro de potencia y cuarenta y seis metros de alto, lo cual se traduce en un radio hidráulico de 0,489 [m]. Para el factor A no es posible determinar un valor exacto pues no se conoce información respecto a los esfuerzos inducidos en el techo del caserón, por ello el valor de A se considera en un intervalo de 0,1 – 1, en los cuales varia este factor. Las principales familias de discontinuidades son paralelas al rumbo del caserón y presentan un manto de 70°, con lo cual el factor B toma un valor de 1, mientras que el factor C toma un valor de 8 pues la pared lateral presenta una orientación vertical, 90° desde la horizontal Ilustración 65. De este modo el número de estabilidad, Ecuación 12, queda definido en un rango de valores entre 12,6 y 126. Estos valores se pueden ver resumidos en la Tabla 91.

Tabla 93: Radio hidráulico y número de estabilidad para la pared lateral del caserón resultante, metodología grafica de Mathews original.

Pared	RH	Q'	A	B	C	N
Techo	0,489	15,75	[0,1-1]	1	8	12,6 - 126

Luego se realiza la intersección del radio hidráulico dentro del gráfico de estabilidad de Mathews (1981) con el rango que se encuentra el número de estabilidad, como se observa en la siguiente ilustración:

$$N = [0,1 - 1] * 1 * 8 * 15,75 = [12,6 - 126]$$

$$RH = 0,489[m]$$

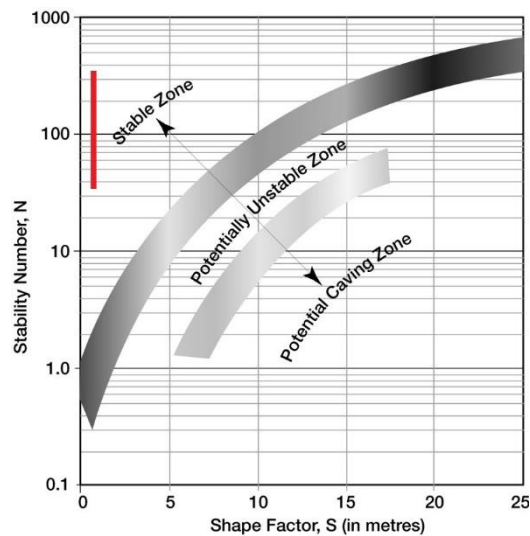


Ilustración 92: Rango de estabilidad de la pared lateral del caserón resultante según el gráfico de estabilidad original de Mathews (Mathews, Hoek, Wyllie, & Stewart, 1981).

Con esto se puede observar en color rojo que para cualquier valor que tenga el factor A, según el radio hidráulico de la excavación, esta se encontrara en una zona de estabilidad (“Stable Zone”).

De manera similar se realiza el análisis según la modificación propuesta en 1988 por Potvin según el número de estabilidad modificado (N').

$$\text{Numero de estabilidad } (N') = A * B * C * Q'$$

El índice de Barton modificado se determina de igual manera, por lo cual mantiene su valor de 15,75, mientras que el factor A mantiene su rango de valores entre [0,1 y 1]. Por otro lado el índice B se determina a través de la Ilustración 61 donde se tiene que el set principal presenta una diferencia de rumbo de 90° respecto a la pared lateral, por lo cual el factor B toma un valor de 1, mientras que el factor C queda determinado por la Ecuación 17, tomando un valor de 8. De este modo el número de estabilidad modificado queda definido en un rango de 12,6 a 126. Esto se puede ver resumido en la Tabla 92.

Tabla 94: Radio hidráulico y número de estabilidad para la pared lateral del caserón resultante, metodología propuesta por Potvin.

Pared	RH	Q'	A	B	C	N'
Techo	0,489	15,75	[0,1-1]	1	8	12,6 - 126

Luego se realiza la intersección del radio hidráulico dentro del gráfico de estabilidad de modificado de Mathews por Potvin (Potvin, 1988) con el rango que se encuentra el número de estabilidad, como se observa en la siguiente ilustración:

$$N = [0,1 - 1] * 1 * 8 * 15,75 = [12,6 - 126]$$

$$RH = 0,476[m]$$

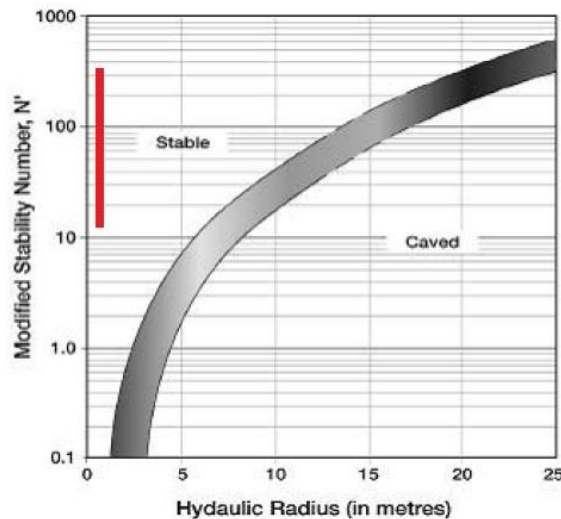


Ilustración 93: Rango de estabilidad la pared colgante del caserón resultante según el gráfico de estabilidad de Mathews modificado por Potvin (Potvin, 1988).

De manera similar se puede observar en color rojo que para cualquier valor que tome el factor A la excavación se encuentra dentro de una zona estable en el gráfico de estabilidad modificado de Potvin (“Stable Zone”).

En síntesis la pared lateral del caserón resultante de la extracción del mineral permanecerá estable según la metodología grafica propuesta por Mathews (Mathews, Hoek, Wyllie, & Stewart, 1981) y según los cambios del gráfico modificado por Potvin (Potvin, 1988).

Pared Colgante

La Pared colgante tiene una disposición subvertical, con un manto de 70° al SE, con veinte metros de largo y cuarenta y seis metros de alto, lo cual se traduce en un radio hidráulico de 6,97 [m]. Para el factor A no es posible determinar un valor exacto pues no se conoce información respecto a los esfuerzos inducidos en las paredes del caserón, por ello el valor de A se considera en un intervalo de 0,1 – 1, en los cuales varia este factor. Las principales familias de discontinuidades son paralelas al rumbo del caserón y presentan un manto de 70°NW, con lo cual el factor B toma un valor de 0,4, mientras que el factor C

toma un valor de 5,6 pues la pared colgante presenta una orientación subvertical, 70° desde la horizontal Ilustración 65. De este modo el número de estabilidad, Ecuación 12, queda definido en un rango de valores entre 3,53 y 35,3. Estos valores se pueden ver resumidos en la Tabla 91.

Tabla 95: Radio hidráulico y número de estabilidad para la pared colgante del caserón resultante, metodología grafica de Mathews original.

Pared	RH	Q'	A	B	C	N
Techo	6,97	15,75	[0,1-1]	0,4	5,6	3,53 – 35,3

Luego se realiza la intersección del radio hidráulico dentro del gráfico de estabilidad de Mathews (1981) con el rango que se encuentra el número de estabilidad, como se observa en la siguiente ilustración:

$$N = [0,1 - 1] * 0,4 * 5,6 * 15,75 = [3,53 - 35,3]$$

$$RH = 6,97[m]$$

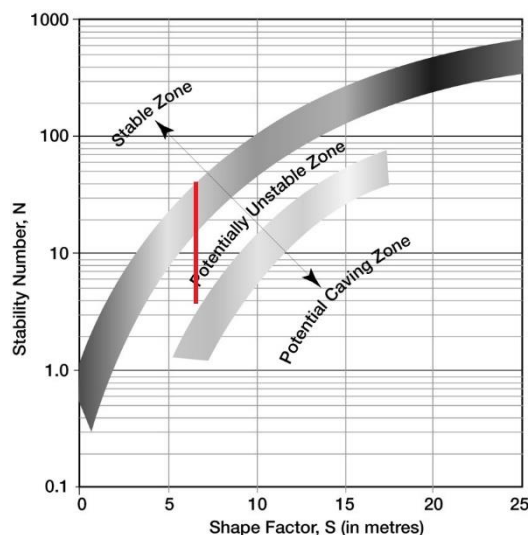


Ilustración 94: Rango de estabilidad de la pared colgante del caserón resultante según el gráfico de estabilidad original de Mathews (Mathews, Hoek, Wyllie, & Stewart, 1981).

Con esto se puede observar en color rojo que para cualquier valor que tenga el factor A, según el radio hidráulico de la excavación, esta se encontrara en una zona de potencial inestabilidad (“Potentially Unstable Zone”).

De manera similar se realiza el análisis según la modificación propuesta en 1988 por Potvin según el número de estabilidad modificado (N’).

$$\text{Numero de estabilidad } (N') = A * B * C * Q'$$

El índice de Barton modificado se determina de igual manera, por lo cual mantiene su valor de 15,75, mientras que el factor A mantiene su rango de valores entre [0,1 y 1]. Por otro lado el índice B se determina a través de la Ilustración 61 donde se tiene que el set principal tiene un rumbo paralelo a la pared colgante y una diferencia de buzamiento de 40°, por lo cual el factor B toma un valor de 0,4, mientras que el factor C queda determinado por la Ecuación 17, tomando un valor de 8. De este modo el número de estabilidad modificado queda definido en un rango de 3,95 a 39,5. Esto se puede ver resumido en la Tabla 92.

Tabla 96: Radio hidráulico y número de estabilidad para la pared colgante del caserón resultante, metodología propuesta por Potvin.

Pared	RH	Q'	A	B	C	N'
Techo	6,97	15,75	[0,1-1]	0,4	5,95	3,95 – 39,5

Luego se realiza la intersección del radio hidráulico dentro del gráfico de estabilidad de modificado de Mathews por Potvin (Potvin, 1988) con el rango que se encuentra el número de estabilidad, como se observa en la siguiente ilustración:

$$N = [0,1 - 1] * 0,4 * 5,95 * 15,75 = [3,95 - 39,5]$$

$$RH = 0,476[m]$$

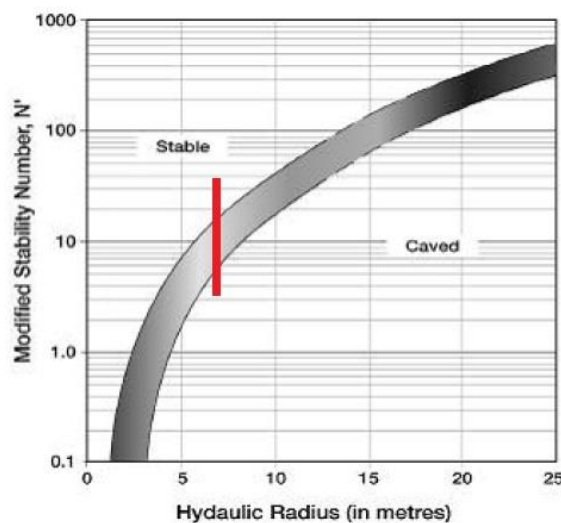


Ilustración 95: Rango de estabilidad de la pared colgante del caserón resultante según el gráfico de estabilidad de Mathews modificado por Potvin (Potvin, 1988).

De manera similar se puede observar en color rojo que dependiendo del valor que tome el factor A la excavación se encuentra dentro de una zona estable, de transición o de potencial hundimiento en el gráfico de estabilidad modificado de Potvin.

En síntesis la pared colgante del caserón resultante de la extracción del mineral podría presentar problemas de estabilidad al finalizar la extracción según la metodología grafica propuesta por Mathews (Mathews, Hoek, Wyllie, & Stewart, 1981). Esto se realizó para el gráfico original de Mathews y para el gráfico modificado por Potvin (Potvin, 1988).

Pared colgante de la galería de explotación

Es necesario verificar si la pared libre al interior del caserón donde se realizan las labores de perforación y tronadura para realizar el fragmentado del cuerpo mineralizado. Esta presenta tres metros de alto y veinte metros de largo, lo cual se representa en un radio hidráulico de 1,3 [m] el cual se intercepta en el gráfico de estabilidad original de Mathews con el número de estabilidad en la Tabla 95 y en el gráfico de estabilidad modificado por Potvin con el número de estabilidad modificado presente en la Tabla 96. La intersección se puede observar en la siguiente ilustración:

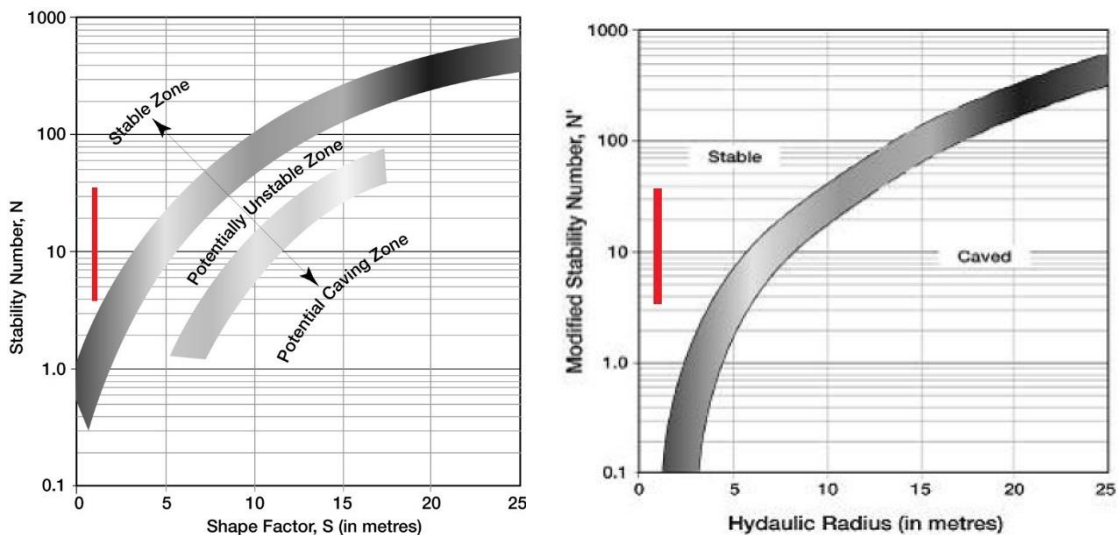


Ilustración 96: Rango de estabilidad de la pared colgante en la galería de explotación del caserón resultante según el gráfico de estabilidad de Mathews original (izquierda) y modificado por Potvin (derecha).

Donde es posible observar que para cualquier valor que tome el factor A, la intersección de valores se encontrara dentro de la zona estable tanto para el grafico original de Mathews como para el grafico modificado por Potvin. Por lo cual la muralla colgante en la galería de explotación permanecería estable mediante se realiza la fragmentación del cuerpo mineralizado.

Estabilidad general

En la Tabla 97 es posible observar un resumen del análisis de estabilidad mediante el grafico de Mathews para cada una de las paredes del caserón resultante. Se presenta el radio hidráulico, numero de estabilidad y la condición de estabilidad de cada una de las murallas analizadas. De esta es posible destacar que todas las murallas permanecerían estables finalizada la explotación del cuerpo mineralizado con excepción de la pared colgante, la que se encuentra en dentro de la zona de potencial inestabilidad, por lo cual seria necesario algún tipo de fortificación.

Tabla 97: Resumen del análisis de estabilidad de cada una de las murallas que conforman el caserón resultante.

Muralla	Grafico	RH [m]	N	Zona estabilidad
Techo	Mathews original	0,476	[4,41 – 44,1]	Estable
	Potvin	0,476	[2,81 – 28,1]	Estable
Pared lateral	Mathews original	0,489	[12,6 – 126]	Estable
	Potvin	0,489	[12,6 – 126]	Estable
Pared colgante	Mathews original	6,97	[3,53 – 35,3]	potencial inestabilidad
	Potvin	6,97	[3,95 – 39,5]	Transición - estable
Pared colgante explotación	Mathews original	1,3	[3,53 – 35,3]	Estable
	Potvin	1,3	[3,95 – 39,5]	Estable

A medida que se realiza la fragmentación del cuerpo mineralizado la pared colgante realmente libre, solo tiene aproximadamente tres metros de altura por veinte metros de largo, la cual permanecería estable, el resto de la muralla está sujeta por el mineral in situ que aún no es fragmentado en la parte superior y por el material fragmentado ocupado de piso en pal arte inferior. De este modo el mismo material in situ y el fragmentado realizan el soporte de la pared colgante por completo, una vez es fragmentado todo el cuerpo, el material dentro del caserón realiza el soporte de la muralla colgante.

Finalmente al realizar la extracción del caserón para realizar el vaciado de este, la excavación posiblemente presente algún tipo de falla debido a su estado de potencial inestabilidad, pero en dicho momento ya no habrá personal ni equipos dentro del caserón ni de las galerías del nivel de producción, por lo cual la falla de la estructura no presentara mayores problemas, siendo siempre conveniente que las fallas se presenten de manera controlada.

Gráfico de hundibilidad de Laubscher

Para tener mayor certeza de la estabilidad del caserón se hará utilización del gráfico de hundibilidad de Laubscher (Laubscher, 1994), el cual se puede observar en la Ilustración 66. Este según el índice de caracterización del macizo rocoso MRMR y un factor de tamaño determinado por el radio hidráulico

Como se puede observar en la Ilustración 97 la intersección de ambos valores se encuentra dentro de la zona estable. Por lo cual no se inducirá ningún tipo de derrumbe en la excavación. Lo cual ratifica lo obtenido anteriormente mediante la metodología de Mathews.

Fortificación de caserón

Además se considera un análisis de fortificación mediante el gráfico de propuesto por Barton. El caserón es de poca potencia por lo que se puede ver como una galería de 46 metros de altura. Con dicha información se determina el ratio necesario para entrar en el gráfico de fortificación de Barton, Ilustración 44. Se considera un ESR de 1,6 correspondiente a una excavación minera permanente, asumiendo que no queremos que este se desplome antes de ser completamente extraído el mineral en su interior.

$$\frac{\text{Altura [m]}}{\text{ESR}} = \frac{46}{1,6} = 28,75$$

$$Q = 4,16$$

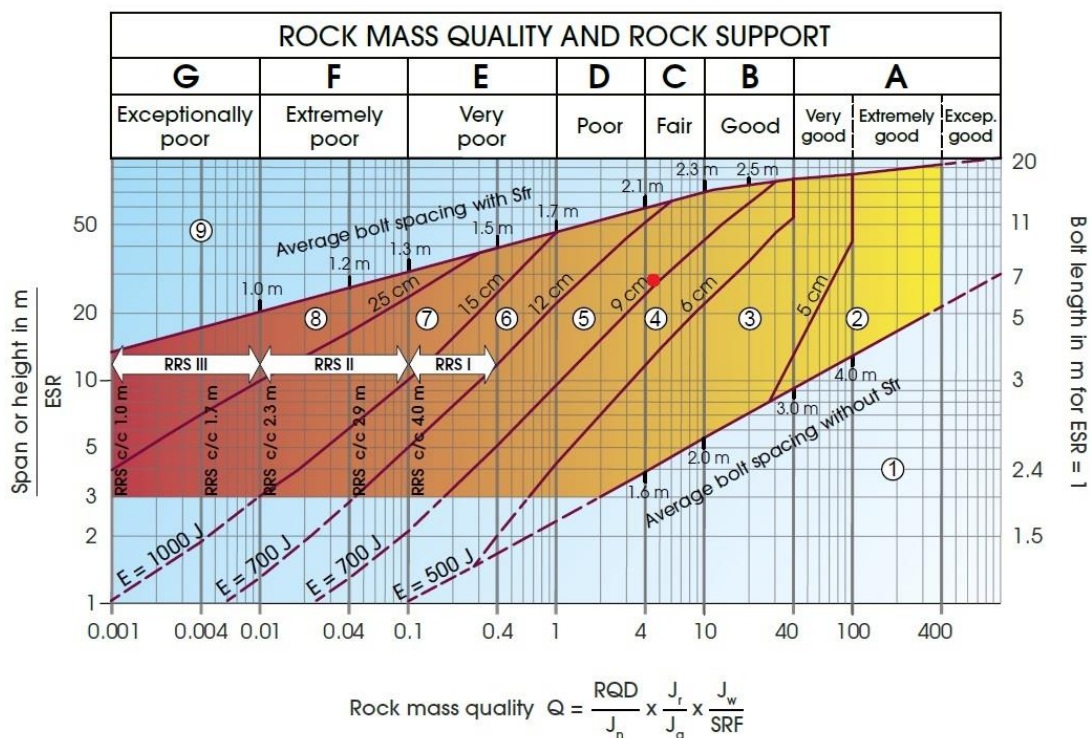


Ilustración 98: Intersección del gráfico de fortificación de Barton para el caserón resultante. ESR para excavación minera permanente.

Como es posible observar en la Ilustración 98 la intersección de los valores, representados por la línea roja, se encuentra dentro de la zona 5 lo cual corresponde a hormigón reforzado con fibras y tornillos de

9 a 12 centímetros sistemáticos cada 2,5 metros, como se puede observar en la leyenda de la Ilustración 44.

De manera similar se realiza el mismo análisis para valores de ESR entre 3 y 5, característicos para construcciones temporales de mina. En la Ilustración 99 es posible observar los puntos de intersección de los ratios con el valor de Q crítico.

$$\frac{\text{Altura [m]}}{\text{ESR}} = \frac{46}{3} = 15,3$$

$$\frac{\text{Altura [m]}}{\text{ESR}} = \frac{46}{5} = 9,2$$

$$Q = 4,16$$

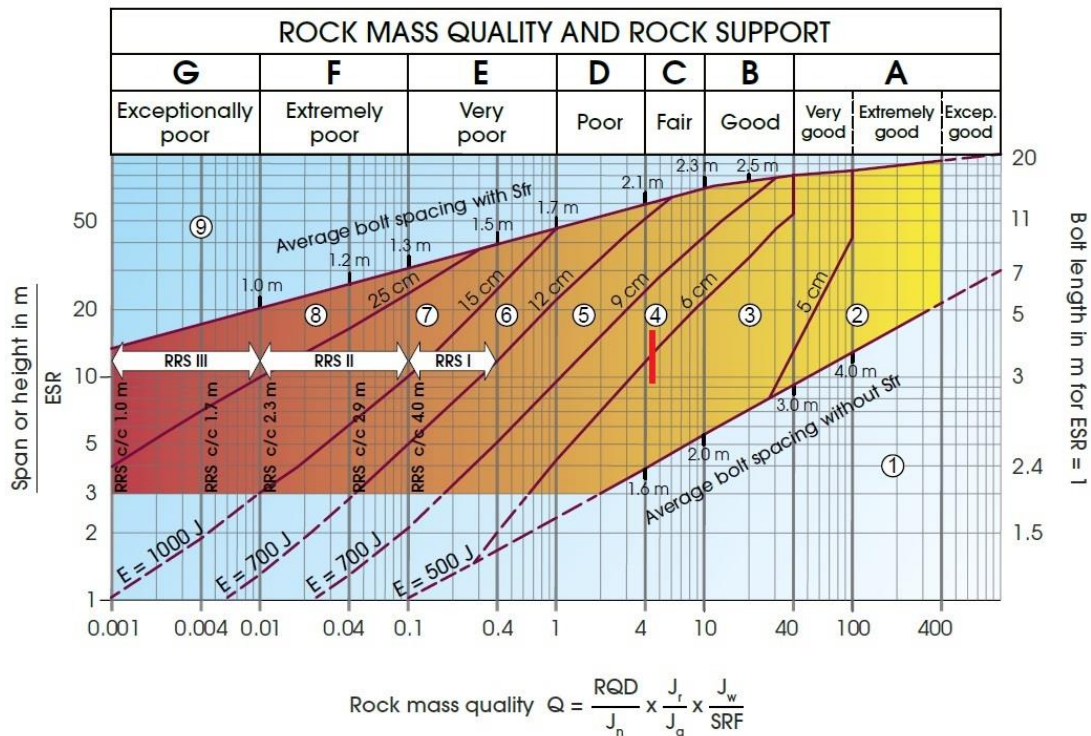


Ilustración 99: Intersección del gráfico de fortificación de Barton para el caserón resultante. ESR para excavación minera temporal.

La intersección indica recae en los puntos 3 y 4 los cuales representan requerimientos de fortificación de pernos de sistemáticos reforzados con concreto espaciados 1,6 metros y fibra reforzada con pernos sistemáticos espaciados 1,6 metros respectivamente Ilustración 44.

En síntesis para los valores de ESR considerados, para excavaciones minas permanentes o temporales, es necesaria la fortificación del caserón según el gráfico propuesto por Barton, Ilustración 44. Esta fortificación en el caso del método de explotación por “Shrinkage Stopping” es realizada por el propio material fragmentado al interior del caserón, pero se debe monitorear continuamente la estabilidad de las murallas y fortificar en caso que se presenten cuñas o bloques libres.

4.5 PLAN DE PRODUCCIÓN

En el presente apartado se pretende establecer una orden logística de los tiempos que requerirán las obras de preparación y explotación del cuerpo mineralizado. En primera instancia la explotación de la Veta de “Punta Diamante” a realizar mediante el método de “Shrinkage Stopping” se divide en tres etapas:

- **Preparación de obras subterráneas:** construcción y modificación de las obras subterráneas necesarias para la aplicación del método “Shrinkage Stopping”.
- **Fragmentación del cuerpo mineralizado:** considera la fragmentación completa del material al interior del caserón, se retira mineral parcialmente para dar cabida al equipo de perforación y tronadura.
- **Vaciado del caserón:** una vez fragmentado todo el material dentro del caserón, cesan las labores de perforación tronadura para focalizarse en el carguío y retirar todo el material en el interior.

A continuación se detallan los tiempos de operación de cada una de las etapas, además se realiza un análisis económico, considerando los principales costos e ingresos que se obtienen en cada una. Para ello es necesario tener en cuenta los costos que se deben tomar para realizar la explotación, costos asociados a la perforación, tronadura, mano de obra, carguío y transporte de materiales.

Para determinar los costos de mano de obra se considera un horario de trabajo de lunes a viernes en terreno, con 8 horas diarias de trabajo desde las 9:00 am hasta las 18:00 considerando el horario de colación. A los trabajadores con dicho horario se les remunera \$900.000 por mes, considerando que los fines de semana son libres, esto corresponde a aproximadamente 22 días de trabajo en terreno por mes, \$40910 por día de trabajado. En la actualidad la faena minera cuenta con dos trabajadores en terreno, un encargado de perforación, tronadura y carguío y un ayudante de labores.

Las galerías a desarrollar son de similares características a las que se emplean hoy en día en la ampliación de la galería de exploración de “Punta Diamante”. Galerías de 2,5 metros de alto por 3 metros de ancho para los cuales se necesitan 37 tiros. Considerando un gasto de aproximadamente medio litro de petróleo

por tiro de 2,5 metros (largo de la barra integral de la máquina perforadora) es posible determinar los gastos relacionados con la perforación, resumidos en la Tabla 100.

Tabla 99: Detalle de costos de mano de obra.

Mano de obra		
Mensual	\$ 900.000	\$/trabajador
diario	\$ 40.910	\$/ trabajador

Tabla 100: Detalle de costos de la perforación.

Materiales Perforación		
Petróleo diésel [lt]	612	
Costo perforación por avance 2,5 metros		
Numero de tiros		37
Petróleo [litro/tiro]	0,5	\$ 11.322

Luego para generar el avance es necesario realizar la tronadura del frente perforado, para lo cual se utiliza explosivo ANFO. En cada uno de los tiros se ocupan aproximadamente 250 g de ANFO, medio APD, un detonador no eléctrico y de 4 a 5 metros de mecha corta para dar inicio. En la Tabla 101 se detallan los costos unitarios de los implementos de tronadura y el costo total que tiene realizar la tronadura de cada uno de los 37 tiros para fragmentar la sección correspondiente a la galería.

Tabla 101: Detalle de costos de la tronadura.

Materiales tronadura			
Material	Costo	Unidad	Costo un.
Amex Anfo	16.145	\$/25 kg	645
Det. no eléctrico	2.030	cu	2.030
Mecha lenta	186	m	186
APD cilíndrico	97.680	\$/60	1.628
Costo tronadura por avance 2,5 metros			
Numero de tiros	37		
Insumo	Dosificación/ tiro	Total / tiro	
Anfo	0,250 kg /m	387,48	
Det no eléctrico	1	2.030	

Mecha lenta	4 - 5 m	930
APD cilíndrico	0,5	814
total / tiro		\$ 4.162

Finalmente el material fragmentado es retirado mediante el equipo mecanizado de carguío que cuenta la faena de Terramina, este cuenta con una pala de carga neta de aproximadamente 700 kilogramos por lo cual se demora una jornada de trabajo en realizar la extracción del material en el frente. En la Tabla 102 se detalla el consumo de combustible del equipo y el costo que tiene su funcionamiento durante la jornada laboral para retirar el material fragmentado.

Tabla 102: detalle costos de carguío.

Costo de carguío por frente tronado			
Insumo	Rendimiento	Ocupación	Total / frente
Petróleo	5 lt/hr	8 hr	\$ 24.480

Por otro lado los costos de transporte son externalizados, se arrienda un camión para realizar el transporte de Terramina al poder de compra en Chancón. Cada viaje tiene un costo de 300.000 pesos.

Tabla 103: Detalle costos de transporte.

Transporte		
Arriendo Camión	\$/viaje	300000

4.5.1 PREPARACIÓN DE OBRAS SUBTERRÁNEAS

Como fue mencionado en los apartados anteriores en necesaria la implementación de alguna obras subterráneas para poder llevar a cabo la explotación de la forma planificada. Las obras de preparación no tienen ningún beneficio económico, pues se realizan en estéril, estas según la metodología propuesta corresponden al nivel de explotación, que considera la galería principal de acceso de 20 metros y las 3 estocadas de 2,5 metros que dan acceso a los puntos de extracción, y además la chimenea de ventilación y acceso hacia el frente de tronadura en el interior del caserón.

En la actualidad (2018) solo se cuenta con dos personas realizando las obras de perforación, tronadura y carguío de material tronado. Estos toman más de media jornada diaria de trabajo (8 horas diarias de lunes

a viernes) en realizar los 37 tiros correspondientes a la ampliación de las galerías de acceso de 3 metros de ancho por 2,5 metros de alto, luego se realiza la tronadura por la tarde y se deja ventilar la galería para posteriormente comenzar con las tareas de carguío.

El avance de la galería está determinado por el largo de las barras integrales, el cual corresponde a 2,5 metros. Cada tronadura fragmenta cerca de 50 toneladas de roca las cuales deben ser cargadas desde el frente al punto de acopio de estéril en el caso de las obras de preparación. Considerando que el balde del equipo de carga tiene como capacidad 700 kg y que cada ciclo de carga y vaciado toma alrededor de 6 minutos, el equipo se demora en limpiar la frente de trabajo 7,5 horas, lo cual corresponde casi a una jornada de trabajo completa.

Es por ello que se ha definido un avance en las galerías del nivel de explotación de 2,5 metros de galería por dos días de trabajo, donde un día se realizara la perforación y tronadura y de sobrar tiempo se comenzara las labores de carga para ser continuadas al otro día.

Como se ha mencionado anteriormente la etapa de preparación de obras subterráneas solo genera costos para la faena, ya que debemos acondicionar el macizo para realizar la extracción. A continuación se entrega un detalle de las labores que se deben realizar en la etapa de preparación y los costos que estas presentan.

Galería principal de acceso

Esta galería conecta los puntos de acopio de mineral, lastre y el punto de carga de mineral con las diferentes estocadas dispuestas para la extracción del mineral. En la actualidad ya se ha expandido la galería de exploración de “Punta Diamante” de 1,5 metros a 3 metros de ancho por más de 15 metros. Para realizar la extracción es necesario realizar una galería paralela a la existente, esta tiene un largo de 20 metros, por lo cual tomara un total de 16 días en su construcción considerando avances de 2,5 metros de galería cada dos días, 8 asignados a labores de perforación y tronadura, y 8 asignados a labores de carguío.

Tabla 104: Detalle de costos construcción galería de acceso principal.

Galería principal		
Días de operación		16
Ítem	Detalle	Costo
Mano de obra [días]	16	\$ 1.309.091
Perforación [frentes]	8	\$ 90.576

Tronadura [frentes]	8	\$ 1.231.798
Carguío [días]	8	\$ 195.840
Total		\$ 2.827.305

En la tabla anterior se puede observar el detalle de los costos que se deben tomar para realizar la galería principal de acceso. Es una obra que tomara 16 días en su construcción, con costos que alcanzan los 2.8 millones de pesos, donde los mayores costos son asociados a la mano de obra y los materiales para realizar la tronadura, pues la perforación y el posterior carguío del material se realizan con equipos que son de la propiedad minera y solo requieren combustible.

Estocadas de Carguío

Desde la galería de acceso saldrán 3 estocadas de carguío de 2,5 metros, espaciada 4 metros entre ellas, las cuales tendrán las mismas dimensiones que la galería principal de acceso, 2,5 metros de alto por 3 metros de ancho. Cada una de ellas tomara un tiempo de construcción de dos días correspondiente uno a labores de perforación y tronadura, mientras que el otro a labores de carguío para dejar la frente limpia, tomando un total de 6 días en las tres estocadas.

Tabla 105: Detalle de costos para construcción de estocadas del nivel de producción.

Estocadas		
Numero de estocadas		3
Días de operación		6
Ítem	Detalle	Costo
Mano de obra [días]	6	\$ 490.909
Perforación [frentes]	3	\$ 33.966
Tronadura [frentes]	3	\$ 461.924
Carguío [días]	3	\$ 73.440
Total		\$ 1.060.239

En la tabla anterior se detallan los costos que se deben tomar para la construcción de las estocadas de carguío. La construcción de la totalidad de las estocadas tomara un total de 6 días, alcanzando un costo total de 1.1 millones de pesos. Nuevamente los costos más elevados corresponden a los implementos del proceso de tronadura y la mano de obra.

Chimenea

Esta corresponde a una excavación vertical, la cual se realizara a través del buzamiento de la veta, paralelo a la extracción del caserón. Esta es una excavación circular de 1,5 metros de diámetro y 47 metros de largo, la cual permitirá el acceso del equipo de perforación y tronadura al interior del caserón, además de servir de vía de ventilación. A lo largo de la chimenea, se construyen pequeñas galerías, denominadas “hoyo de perro”, espaciadas 5 metros en altura, las cuales dan el acceso a los trabajadores desde la chimenea al interior del caserón.

De este modo es necesaria la construcción de la chimenea principal, 46 metros, y las conexiones entre el caserón y la chimenea, correspondiente a 9 galerías pequeñas de 2 metros cada una. Esto tomara un total de 25 días entre las labores de perforación, tronadura y carguío del material extraído.

Tabla 106: Detalle de costos para la construcción de la chimenea de acceso y ventilación.

Chimenea acceso y ventilación		
Días de operación		25
Chimenea acceso y ventilación	1	46 m
Conexiones a caserón	9	2 m
Mano de obra [días]	25	\$ 2.045.455
Perforación Chimenea [frentes]	20	\$ 48.960
Perforación conexión [frente]	9	\$ 11.016
Tronadura Chimenea [frentes]	20	\$ 665.837
Tronadura conexión [frente]	9	\$ 149.813
Carguío [días]	5	\$ 122.400
Total		\$3.043.481

En la tabla anterior se detallan los costos que se deben tomar para la construcción de la chimenea de acceso y ventilación. La construcción de esta tomara un total de 25 días, alcanzando costos de 3 millones de pesos, donde el costo más alto corresponde a la mano de obra debido al largo periodo que tomar la construcción de esta debido al difícil acceso.

4.5.2 FRAGMENTACIÓN DEL CUERPO MINERALIZADO

Luego de realizado el nivel de explotación comienza la fragmentación del cuerpo mineralizado, para ello se realizan ciclos de perforación, tronadura ascendente desde la base de este. Se extrae aproximadamente

el 35% del material tronado mediante los equipos de carga y se deja el resto como apoyo para seguir con la tronadura de manera ascendente.

El cuerpo mineralizado tiene un total de 46 metros de altura, mientras que los equipos de perforación manual tienen una capacidad máxima de 2,5 metros según las barras integrales. Para ello es necesario realizar 20 ciclos de perforación, tronadura y carguío, a los cuales se asignó una duración de tres días por ciclo. Los primeros dos días asignados a la perforación y tronadura de todo el frente vertical, correspondiente a 83 tiros determinados de manera proporcional al frente de la galería, de esta manera se fragmentan 130 toneladas de material.

Luego se deja un periodo para su ventilación, se comienza con la extracción del 35% del mineral tronado, lo cual se termina en la jornada del tercer día. El 35% del material tronado corresponde a 46 toneladas, las cuales son enviadas al poder de compra venta de Enami en Chacón.

En la Tabla 107 se observa el detalle de los costos que tiene los ciclos de fragmentación del material dentro del caserón, los cuales se elevan a un total de 18.8 millones de pesos, donde los mayores costos recaen en la mano de obra, tronadura y transporte. Mientras que en la Tabla 108 se observa el detalle de las ventas esperadas para la etapa de fragmentación, las cuales corresponden al 35% del mineral tronado en el periodo. Esto es una venta de 46 toneladas de mineral cada tres días de trabajo, teniendo un total de ingresos de 42,6 millones de pesos al final de la etapa de fragmentación.

Tabla 107: Detalle de costos en la fragmentación del cuerpo.

Costos fragmentación del cuerpo		
Caserón con mineral		
Mano de obra [días]	60	\$ 4.909.090
Perforación [frente]	20	\$ 507.960
Tronadura [frentes]	20	\$ 6.908.057
Carguío [días]	20	\$ 428.400
Transporte [viajes]	20	\$ 6.000.000
total		\$ 18.753.508

Tabla 108: Detalles de las ventas de mineral esperadas en la etapa de fragmentación.

Ingresos fragmentación del cuerpo		
Material por venta	46	ton
Precio compra	46350	\$/tms
Número de ventas	20	veces
Ingresos	42.642.000	\$

4.5.3 VACIADO DEL CASERÓN

Luego de que todo el cuerpo es fragmentado mediante los ciclos de perforación, tronadura y el carguío del 35% del material tronado aún quedan 1564 toneladas de material fragmentado dentro del caserón. Este será extraído por los equipos mecánicos de carga por el nivel de explotación mediante los puntos de extracción, de igual manera que en la etapa de fragmentación.

La capacidad de extracción aumenta a 55 toneladas por jornada de trabajo del cargador Cat, lo cual permite enviar diariamente al poder de compra venta de Enami 55 toneladas de mineral por los 28 días que tomara el proceso de vaciado del caserón.

Tabla 109: Detalle de costos en la etapa de vaciado de caserón.

Costos vaciado caserón		
días de operación	28	
Mano de obra[días]	28	\$ 2.290.909
Carguío [días]	28	\$ 685.440
Transporte [viajes]	28	\$ 8.400.000
Total	\$ 11.376.349	

Tabla 110: detalles de ingresos en la etapa de vaciado de caserón.

Ingresos vaciado caserón		
Material por venta	55	ton
Precio compra	46.350	\$/tms
Número de ventas	28	veces
Ingresos Totales	\$ 71.379.000	

En la Tabla 109 se observan los costos que se deben tomar para realizar el vaciado del caserón. El proceso de vaciado tomara 28 días, alcanzando costos de 11.4 millones de pesos, donde los principales costos corresponden a la mano de obra y el transporte del mineral al punto de venta. De modo similar en la Tabla 110 se observan los ingresos esperados por venta de material a Enami, alcanzando los 71,4 millones de pesos.

4.5.4 ESTIMACION DE BENEFICIOS

Para realizar el plan de producción se asignaron tiempos a los procesos de perforación, tronadura y carguío según lo observado en la práctica dentro de las labores de la faena, además los costos asociados a mano de obra y útiles para los procesos antes mencionados se encuentran en el Anexo 3. En base a ello se genera el análisis económico anterior.

En la Tabla 111 se observa un detalle de los costos, ingresos y beneficios de la explotación del cuerpo mineralizado, esta presenta la información fragmentada por cada una de las etapas antes definidas. Como se puede observar en la tabla, las labores de preparación para la explotación tiene un costo de 6.9 millones de pesos, sin dejar ingreso alguno por un periodo de 47 días. Comenzando la fragmentación del cuerpo comienzan los ingresos por venta de mineral, en esta etapa de 60 días se asumen costos de 18.8 millones de pesos mientras que los ingresos por venta de mineral, asciende a 46 toneladas cada 3 días dejan un ingreso 42,6 millones de pesos. Finalmente con el cuerpo ya fragmentado se procede a retirar el material dentro, el cual será enviado a venta directamente. Esto se realiza en un periodo de 28 días, alcanzando costos de 11,4 millones de pesos, vendiendo 55 toneladas de material diariamente, generando ingresos de 71.4 millones de pesos en dicha etapa.

Tabla 111: Detalle de costos e ingreso total de la explotación del cuerpo mineralizado por etapas.

Detalle	Días	Costo	Ingresos	Beneficio
Preparación	47	\$6.931.025	\$0	-\$6.931.025
Galería Principal	16	2.827.305	0	-2.827.305
PyT	8	1.976.920	0	-1.976.920
Carguío	8	850.385	0	-850.385
Estocadas	6	1.060.239	0	-1.060.239
PyT	3	741.345	0	-741.345
Carguío	3	318.895	0	-318.895
Chimenea acceso y ventilación	25	3.043.481	0	-3.043.481
Carguío	5	531.491	0	-531.491
PyT	20	2.511.990	0	-2.511.990
Fragmentación y explotación parcial del cuerpo	60	\$18.753.508	\$42.642.000	\$23.888.492
Perforación	20	2.144.324	0	-2144324
Tronadura	20	8.544.420	0	-8544420
Carguío	20	2.064.764	0	-2064764

Transporte	20	6.000.000	42.642.000	36.642.000
Vaciado caserón	28	\$11.376.349	\$71.379.000	\$60.002.651
Carguío	28	2.976.349	0	-2.976.349
Transporte	28	8.400.000	71.379.000	62.979.000
Total general	135	\$37.060.882	\$114.021.000	\$76.960.118

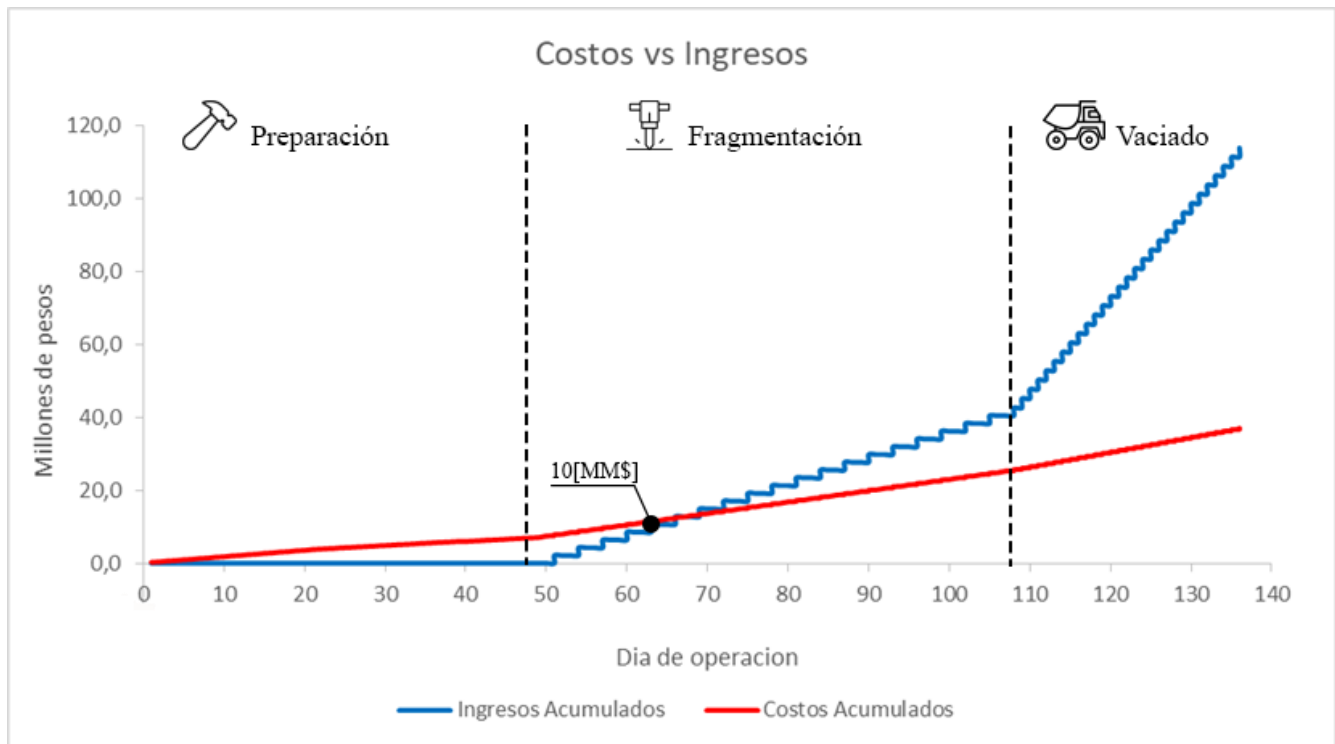


Ilustración 100: Gráfico comparativo entre costos acumulados e ingresos acumulados en el periodo de producción.

En la Ilustración 100 se pueden observar gráficamente los costos acumulados en color rojo y los ingresos acumulados en color azul a través de los 135 días que tiene el programa de explotación.

En la curva Azul de los ingresos se pueden ver claramente marcadas las tres etapas en que es seccionada la explotación, en la etapa de preparación de obras subterráneas no hay venta de mineral por lo cual los ingresos son nulos durante todo este periodo. En la etapa de fragmentación del cuerpo mineralizado, existe una extracción parcial del mineral tronado para permitir el avance ascendente del frente de explotación, de este modo se venden 46 toneladas de material cada tres días de producción lo cual se puede verificar gráficamente en la primera pendiente de la curva de ingresos. Finalmente en la etapa de vaciado de caserón las actividades de perforación y tronadura cesan, solo se retira mineral a través de los puntos de extracción habilitados y se envía el material a venta, logrando tasas de venta de 55 toneladas

diarias, lo cual se observa en la pendiente final de la curva de ingresos acumulados, al final del periodo estos corresponden a 114 millones de pesos.

Por otro lado la curva azul que corresponde a los costos que se deben tomar para la extracción muestra un comportamiento lineal casi constante. Dentro de la etapa de preparación los mayores costos corresponden a la mano de obra y los implementes de tronadura, mientras que en la etapa de fragmentación del cuerpo los costos se elevan debido al costo de transporte del material al punto de venta. En la etapa de vaciado del caserón cesan los costos de perforación y tronadura, por lo cual los principales gastos corresponden a la mano de obra y el transporte. Al final de la explotación se habrá incurrido en costos que ascienden a 37 millones de pesos.

De este modo a lo largo de toda la explotación se obtiene un total de ingresos por venta de 114 millones de pesos, debiendo tomar costos que ascienden a 37 millones de pesos. De este modo la implementación del método de explotación por “Shrinkage Stopin” para la veta en “Punta Diamante” tendrá un beneficio al final de la explotación de 77 millones de pesos.

Debido a la poca información mineralógica que se tiene del cuerpo mineralizado, se tomaron algunas consideraciones para poder realizar el análisis económico de la extracción:

- El material sacado del interior del caserón, correspondiente a 2484 toneladas, son enviadas al poder de compra venta más cercana de Enami correspondiente a Chacón. Los precios pagados son determinados por la “tarifa de costos de Enami”, correspondiente a 46340 [\$/tms] para minerales de flotación con cobre base 2,5% Cu insoluble – oro Base 5 [gr/ton] – plata base 350 [gr/t] y 47969 [\$/tms] para minerales de lixiviación en pilas con cobre base 2,5% Cu soluble.
- Es necesario tener en consideración que el material extraído del caserón, 2484 toneladas, no solo corresponde a minera, ya que es necesario tronar un metro de ancho para que el equipo de tronadura pueda operar de manera correcta dentro del caserón, mientras que la potencia media de la veta alcanza los 80 centímetros. De esta manera el material extraído tiene un 20% de dilución, de material estéril, la cual bajara la ley de venta del material.
- En el análisis de costos no se incluyen gastos de mantenimiento de ningún tipo ni de reparación para los equipos mecánicos que trabajan en operación. Además no se incluye costos de fortificación, ya que está en términos generales no es requerida, pero puede ser necesaria dentro del caserón de extracción o en las galerías del nivel de producción.

5. ANÁLISIS DE RESULTADOS

Se realiza un análisis de los resultados obtenidos durante la etapa de desarrollo del plan de explotación para la veta en la galería de explotación “Punta Diamante”. Se realiza una síntesis y análisis de lo realizado en cada una de las tareas, siguiendo el flujo presentado en la metodología.

5.1 CARACTERIZACIÓN GEOTECNICA DEL MACIZO ROCOSO

De la caracterización del macizo rocoso es importante destacar que la geología regional en que se encuentra la faena minera corresponde principalmente a secuencias sedimentarias y volcánicas de edades desde el cretácico inferior al superior, donde la litología corresponde principalmente a origen sedimentario, volcánico, piroclástico, andesita, basalto. Esto se pudo ratificar en base a las muestras obtenidas de la galería de exploración de “Punta Diamante”, donde se observó una textura porfídica andesítica, con alteración de clorita siricita, dejando ver una textura porfídica fina con granos de diámetro menor a un milímetro.

Del mapeo realizado se caracteriza el yacimiento presente en “Punta Diamante”, donde el detalle de caracterización para cada uno de los dominios según los índices utilizados se puede observar en la Tabla 76. De lo que se concluye que el macizo presenta una calidad de buena a regular y presenta una resistencia, determinada por el martillo geólogo, de 100-250 [MPa] de UCS.

Los valores más bajos de índices de caracterización se observan en la parte final de la galería de exploración, específicamente en el dominio “C”, donde se observa una meteorización superficial mayor, llegando de 2 a 3 cm de espesor, lo cual dificulta la observación y ajusta los índices en base a dicho parámetro. De este modo el dominio “C” será el dominio crítico o de diseño.

Respecto al cuerpo mineralizado, este corresponde a una veta de sulfuros de cobre con un rumbo de 208° y un manto de 70°SE, con 0,8 metros de potencia, 20 metros de largo y 46 metros de alto, aproximadamente 1987 toneladas de mineral.

Por otro lado en terreno es posible observar dentro de la galería de “Punta Diamante” dos falla – veta de anhidrita en los dominios “A” y “C”, además de la veta principal de sulfuros de cobre a extraer. La orientación, manto y tipo de mineralización de cada una de estas fallas-vetas se pueden ver resumidas en la Tabla 112, las cuales se representan en la vista en planta de la galería de “Punta Diamante” en la Ilustración 101.

Tabla 112: Información de las fallas - vetas en la galería de "Punta Diamante".

Dominio	Azimut Cuadrante		Dip - Dip direction		Falla-Veta
	Rumbo	Manteo	Manteo	Dir. Manteo	Mineralización
A	65	80NW	80	335	Anhidrita
Pozo	208	70SE	70	118	Sulfuros de cobre
Falla	208	70SE	70	118	Sulfuros de cobre
C	85	70SE	70	175	Anhidrita

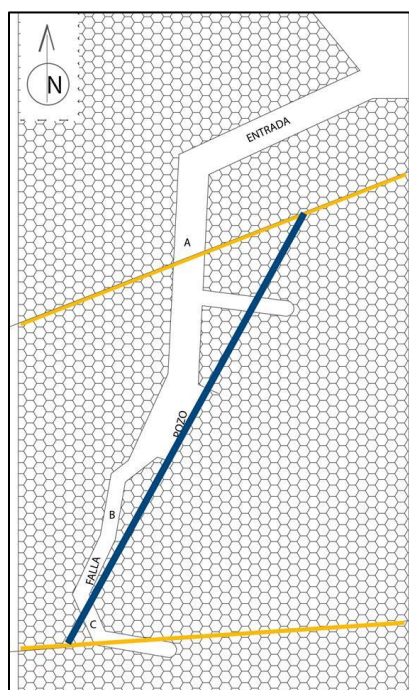


Ilustración 101: disposición de la Falla-Veta de punta diamante, además de la Falla-Veta en los dominios "A" y "C".

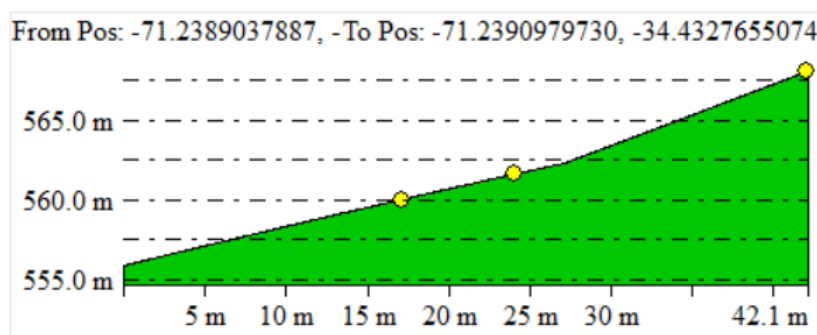


Ilustración 102: Altimetría sobre la Falla-Veta principal de la galería de "Punta Diamante", entre las dos Falla-Veta que limitan el cuerpo mineralizado.

En base a esto se estima que la persistencia de la veta principal de sulfuros de cobre se extiende entre ambas fallas-vetas que cortan la veta principal, es decir, esta tendría una persistencia de 42 metros. En base a la altimetría sobre el rumbo de la veta, la cual se puede apreciar en la Ilustración 102 (galería de “Punta Diamante” en la cota 523 m.s.n.m.), se estima que la zona Norte de la veta de “Punta Diamante” tiene un altura de 34 metros, considerando una potencia media de 0,8 metros se estima una reserva de 1468 toneladas de sulfuros de cobre aun por extraer para futuros proyectos de expansión.

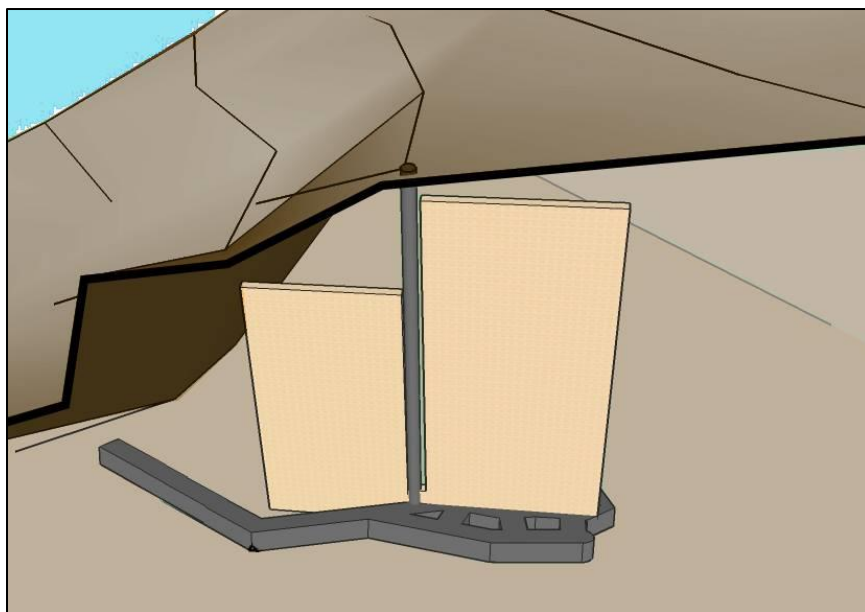


Ilustración 103: Esquema 3D de la veta de "Punta Diamante". A la derecha la zona Sur, a la izquierda la zona Norte.

5.2 SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACION

El mejor método de explotación según las características propias del yacimiento de “Punta Diamante” es el “*Shrinkage Stopping*”, este permite la explotación vertical del cuerpo mineralizado realizando el menor manejo de material, pues realizadas las obras subterráneas del nivel de producción solo se realiza la tronadura selectiva del cuerpo mineralizado sin necesidad de seguir transportando lastre por cada avance de galería como es el caso del “*Cut and Fill*” y el “*Bench Stopping*”.

Económicamente es la mejor opción ya que no tiene la necesidad de ocupar materiales de relleno para realizar la explotación y presenta tiempos de operación menores al no tener que tronar de manera discreta el mineral y el resto de la galería como es el caso de los otros métodos considerados, abaratando de este modo los costos relacionados al carguío y el tiempo empleado en esta labor.

En la seguridad de la operación minera es necesario tener especial cuidado, según las condiciones del macizo no es necesaria la fortificación pero se tendrá que estar atento al momento de realizar los desarrollos de posibles cuñas que queden en la excavación. La metodología propuesta no presenta un daño al medio ambiente mayor, pues solo se realiza la extracción del mineral el cual se lleva a venta en Enami. Además las obras a realizar se encuentran lejos de las zonas pobladas, aproximadamente a 1 kilómetro, por lo cual no se interrumpe a las comunidades cercanas.

El principal punto crítico es la seguridad dentro de las labores, la cual se debe evaluar con cada avance de las labores de preparación para determinar posibles problemas de manera preventiva.

5.3 DISEÑO DE OBRAS SUBTERRANEAS

Finalmente el diseño tomado para implementar la explotación mediante “*Shrinkage Stopping*” consiste en la construcción de 20 metros de galerías de 3 metros de ancho y 2,5 metros de alto, correspondientes al nivel de producción, galería principal de acceso y tres estocadas. Además de una chimenea de accesos y ventilación de 48 metros de largo y 1,5 metros de diámetro la cual se construye según la dirección de buzamiento del mineral, de este modo si la veta tiene una persistencia mayor, la chimenea se construirá sobre esta, lo cual disminuiría los gastos a tomar en la etapa de preparación. Esto se debe analizar en terreno al momento de realizar el avance de la chimenea.

La explotación se realizara comenzando desde la actual galería de exploración en manera ascendente y a medida que el material tronado se junta en el caserón se ira avanzando en altura, formando un caserón de un metro de ancho, 20 metros de largo y 46 metros de alto. Dado que el cuerpo mineralizado posee un ancho de 80 centímetros al realizar la tronadura se tiene una dilución del 20% la cual si bien es alta, sigue siendo menor que la dilución que se tendría con los otro método analizados, “*Bench Stopping*” y “*Cut and Fill*”.

El material retirado del interior mina en la etapa de preparación será transportado al acopio, a las afueras del nivel de explotación, pues corresponde a material sin contenido de mineral o de baja ley, con excepción el caso que la chimenea confirme la persistencia de la veta. Comenzada la etapa de fragmentación las obras subterráneas ya se encuentran definidas, y el material extraído corresponde al material dentro del caserón que es necesario retirar para dar espacio de acceso al equipo de perforación, el cual será cargado directamente en el camión, al igual que en la etapa final de vaciado del caserón.

El dimensionamiento de obras se realizado en base al equipo cargador que opera hoy en día en la faena, si se realizan cambios en la operación es necesario comprar equipos de dimensiones similares para su correcto transporte dentro de la mina.

5.4 ANALISIS DE ESTABILIDAD Y FORTIFICACION DE OBRAS SUBTERRANEAS

Del análisis de estabilidad y requerimientos de fortificación cabe destacar que las galerías del nivel de explotación no necesitan ningún tipo de fortificación según la metodología de análisis tomada. De la misma manera sucede con el caserón resultante de la explotación, según el gráfico de estabilidad de Mathews la excavación se encuentra dentro de la zona estable, mientras que para el gráfico de hundibilidad de Laubscher la construcción se encuentra fuera de la zona de “caving” o hundimiento, alejado de la zona de transición. Además se realiza un análisis de fortificación del caserón, considerando este como si fuera una galería de gran altura, entregando que se debe realizar una fortificación sistemática, lo cual no se realiza debido a que en la metodología propuesta el material dentro del caserón servirá de soporte hasta el momento del vaciado. Finalizado el vaciado no hay ingreso de personal dentro del caserón por lo cual no afecta la estabilidad de este.

5.5 PLAN DE PRODUCCION

El plan de producción realizado toma un total de 135 días de operación, dividido en tres etapas. La etapa de preparación de las obras subterráneas toma un total de 47 días teniendo costos de 6,9 millones de pesos debidos principalmente a insumos de tronadura. Luego la etapa de fragmentación y explotación parcial del cuerpo toma 60 días con costos que alcanzan los 18.8 millones de peso, siendo principalmente insumos de tronadura y el costo de transporte de mineral al punto de venta, con lo cual se obtiene un ingreso por venta de 42.6 millones de pesos en esta etapa. Finalmente la etapa de vaciado del caserón, toma un total de 28 días, alcanzando costos de 11,4 millones de pesos, los que corresponden principalmente a costos de transporte del mineral al punto de venta, con ello se obtiene un ingreso por venta de 71.4 millones de pesos.

En síntesis el plan de producción tiene costos que ascienden a 37 millones de pesos e ingresos por venta de material de 114 millones de pesos, de este modo se obtiene un beneficio de 77 millones de pesos en los 135 días de trabajo que toma la explotación.

Tabla 113: Resumen Ingreso-Costos del plan de producción.

Etapas	Días	Costos [M\$]	Ingresos [M\$]	Beneficio [M\$]
Preparación de obras	47	6,9	0	-6,9
Fragmentación y extracción parcial	60	18,8	42,6	23,9
Vaciado de caserón	28	11,4	71,4	60
Total	135	37	114	77

Es importante tener en consideración que ingresos son estimados a partir de la venta de todo el material dentro del caserón de 1x20X46 m³, es decir asumiendo que el mineral con el 20% de dilución cumplen los requerimientos mínimos de venta. De no ser ese el caso se propone evaluar económicamente la selección del material antes de ser enviado a venta por un operador, esto se puede realizar en paralelo a la carga del camión.

En la explotación los principales costos a lo largo de todo el proceso corresponden a la mano de obra, los insumos de tronadura y el transporte de material al punto de venta. Como la mano de obra es un costo que debemos pagar si o si, la única forma de disminuir este es haciendo la explotación de manera más rápida y eficiente.

Por otro lado los costos de tronadura se pueden disminuir realizando un buen diseño de tronadura en la explotación del caserón. El número de tiro estimado se determinó en base a la proporción de tiros para realizar las galerías, por lo cual un buen diseño de tronadura, que deje el material de una granulometría óptima sin requerimientos altos de explosivos podría abaratar costos en la explotación significativamente.

Los costos de transporte para la venta del material extraído ascienden a 14,4 millones de pesos. Considerando que como la veta en “Punta Diamante”, existen dos sin mayor estudio en las galerías de exploración “Zarzamora” y “Aterrada”, las cuales posiblemente puedan ser extraídas de manera similar, sería una buena inversión la compra de un camión para disminuir considerablemente los costos de transporte de este y futuros proyectos.

6. CONCLUSIONES

La galería de “Punta Diamante” y el cuerpo mineralizado se encuentran en un macizo rocoso andesítico de calidad geotécnica de regular a bueno según la caracterización realizada (Tabla 76), con presencia de agua con flujos bajos, goteos con baja frecuencia. Los índices de caracterización más bajos se encuentran en la zona final de la galería donde se presenta una mayor meteorización superficial de la misma, dominio “C”.

El método de explotación de “Shrinkage Stopping” es el método que más se acomoda a las características del yacimiento presente en la galería de “Punta Diamante”, infraestructura realizada y a los equipos y personal con que cuenta la faena minera de Terramina.

Es necesario realizar la explotación con un metro mínimo de potencia, por lo cual el mineral extraído tendrá un 20% de dilución. Para evitar esa dilución en la etapa de cargado al camión se puede poner un operador para sacar rocas sin contenido mineral del camión, para confirmar esto es necesario analizar los beneficios obtenidos de la venta de mineral más limpio respecto a los costos que tiene el operador como mano de obra.

Del análisis de estabilidad y requerimientos de fortificación de las obras subterráneas cabe destacar:

- Las galerías y estocadas del nivel de producción se encuentran dentro de la zona 1 de sin soporte o de pernos puntuales del gráfico de fortificación de Barton. Por lo cual permanecerían estables durante la explotación.
- Las murallas del caserón resultante permanecen en la zona estable del gráfico de estabilidad de Mathews con excepción de la muralla colgante del caserón final. La cual a medida que se realiza la fragmentación del cuerpo mineralizado estará soportada por el material in situ y el material fragmentado al interior del caserón, una vez realizada la extracción del mineral en la etapa de vaciado, no afecta que esta cavidad falle.
- El caserón resultante está dentro de la zona estable dentro del gráfico de hundibilidad de Laubsher, con lo cual se descarta que esta cavidad pueda derrumbarse de manera repentina.
- Del análisis de fortificación del caserón realizado mediante el gráfico de fortificación de Barton, tomando este como una galería de gran altura, es necesario la fortificación sistemática mediante pernos. Fortificación que será realizada por el material in situ y fragmentado al interior del caserón.

- Del esquema de familias de discontinuidades paralelas a la galería se puede observar la posible formación de bloques libres, por lo cual hay que tener especial cuidado en la campaña de acuñadura o de fortificación puntual de estos bloques, en especial en los dominios “A” y “Falla”.

Es importante implementar el sistema de ventilación aspirante al interior del caserón, se propone localizar la manga al interior de la galería de explotación mediante la chimenea de acceso y ventilación, localizando el extractor de aire en las afueras de la mina. La ventilación natural entre la galería y la chimenea a superficie no garantiza eliminar los gases de tronadura al interior de la galería de explotación en el caserón.

Se establece un plan de explotación que busca obtener 77 millones de pesos de beneficio en un total de 135 días de operación. Este valor sujeto a que el material extraído cumpla los requisitos mínimos para la venta, de no serlo es necesario considerar la opción de seleccionar el material antes de ser enviado. Se pueden hacer mejoras considerables en los ingresos con un buen diseño de tronadura del frente de explotación del caserón.

Finalmente el plan de producción propuesto tiene un costo total de 37 millones de pesos, los cuales se deben principalmente a insumos de tronadura y al transporte de mineral al punto de venta. Estos costos se pueden ver reducidos con un buen diagrama de tronadura y mediante la inversión en un camión de transporte para futuros proyectos. Por otro lado se espera generar ingresos por ventas que se elevan a 114 millones de pesos si es que las estimaciones se cumplen, los cuales aún pueden aumentar o disminuir dependiendo de la ley que tenga el material en venta.

Se estima que la Falla-Veta de sulfuros de cobre presente en la galería de exploración de “Punta Diamante” tiene una persistencia de 42 metros a lo largo de su rumbo, entre ambas Falla-Veta de anhidrita, en el dominio “A” y Dominio “C” respectivamente. El método de explotación y el plan de producción se realizan exclusivamente para los 20 metros más al Sur de la Falla-Veta de sulfuros de cobre, por lo cual quedarían por explotar los 20 metros de la Falla-Veta más al norte, con una reserva estimada de 1468 toneladas de sulfuros de cobre para ser explotados en futuros proyectos de expansión de “Punta Diamante”.

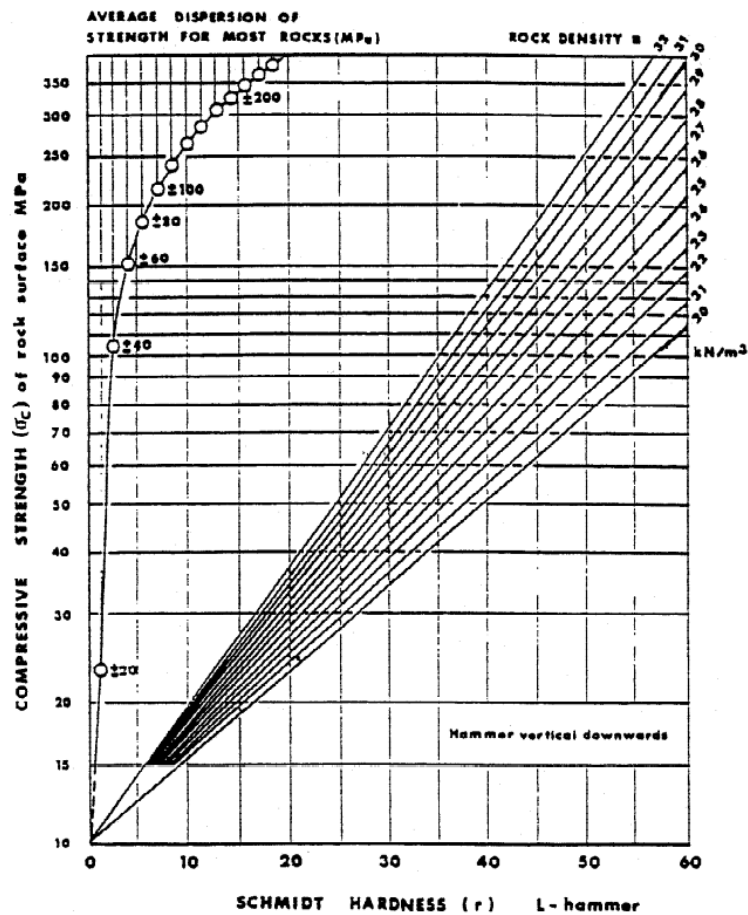
7. BIBLIOGRAFÍA

1. Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). *Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support*. Rock Mechanics and Rock Engineering.
2. Bieniawski, Z. T. (1976). *Rock mass classifications in rock engineering*. Exploration for Rock Engineering.
3. Deere, D. (1964). *Technical description of rock cores for engineering purposes*. Rock Mechanics and Engineering Geology.
4. Hadjigeorgiou, J., Leclaire, J., & Potvin, Y. (1995). *An update of the stability graph method of open stope method design*. Nova Scotia.
5. Hudson, J., & Harrison, J. (1997). *Engineering Rock Mechanics - An Introduction to the Principles*. Oxford: Elsevier Science.
6. Karzulovic. (2001). *Propiedades Geomecanicas de Estructuras en Roca Primaria*. a. Karzulovic & Asoc. Ltda.
7. Laubscher, D. H. (1994). *Cave mining - the state of the art*.
8. Mathews, K., Hoek, E., Wyllie, D., & Stewart, S. (1981). *Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1000 m in hard rock*. Ottawa.
9. Mawdesley, C. (2002). *Predicting rock mass cavability in block caving mines*.
10. Mawdesley, C., Trueman, R., & Whitlen, W. J. (2001). *Extending the Mathew's stabilitygraph for open strope design*.
11. Nickson, S. D. (1992). *Cable support guidelines for underground hard rock mine operations*.
12. Potvin, Y. (1988). *Empirical open stope design in Canada*.
13. Priest, S., & Hudson, J. (1976). *Discontinuity spacing in rock*. . International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics.
14. Sernageomin. (s.f.). *Geología del área Rancagua – San Vicente de Tagua Tagua, región del Libertador General Bernardo OHiggins*.

15. Stewart, S., & Forsyth, W. (1995). *The stability graph method for open-stope design. Underground Mining Methods*.
16. Suorineni, F. T. (2010). *The stability graph after three decades in use: Experiences and the way forward*.
17. Taylor, Z. T. (1980). *A geomechanics classification applied to mining problems in the Shabanie and King mines*. Zimbabwe.
18. Trueman, R., Mikula, P., Mawdesley, C., & Harries, N. (2000). *Experience in Australia with the application of the Mathew's method for open stope design*.
19. Brady, B. H. G., & Brown, E. T. (1971). *Rock Mechanics. Rock Mechanics Felsmechanik Mecanique des Roches* (Vol. 3). <https://doi.org/10.1007/BF01238443>
20. Hoek, E., Carranza, C., & Corkum, B. (2002). El criterio de rotura de Hoek-Brown – Edición 2002. *Www.Rocscience.Com*, (1), 1–8.
21. Laubscher, D. H. (1990). A geomechanics classification system for the rating of rock mass in mine design. *The Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, 90(10), 257–273. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(91\)90830-F](https://doi.org/10.1016/0148-9062(91)90830-F)
22. Marinos, V., Marinos, P., & Hoek, E. (2005). The geological strength index: Applications and limitations. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 64(1), 55–65. <https://doi.org/10.1007/s10064-004-0270-5>
23. Norwegian Geotechnical Institute. (2013). Using the Q-system: rock mass classification and support design, 57. Retrieved from http://www.ngi.no/upload/Fagomr?der/Ingeni?rgeologi_og_bergteknikk/Q-method Handbook 2013 eng web-version.pdf
24. Ortiz, C. Julian. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, D. de de I. en M. (2011). *Explotación de Minas*, 271–338.
25. SERNAGEOMIN. (n.d.). Guía N°5 de operación para la pequeña minería. Fortificación y Acuñaadura.
26. Vallejo, L. I. G. De, Ferrer, M., Ortuño, L., & Oteo, C. (2002). *Luis I. Gonzalez de Vallejo*.
27. Villaescusa, E., & Kuganathan, K. (1998). Backfill for Bench Stopping Operations. *Minefill '98*, (April), 179–184.

8. ANEXOS

Anexo 1: Curva martillo de Smith "Rock Classification Hammer 45-D0561".



Anexo 2: Detalle de rendimiento de combustibles para Minicargadores CAT.

MINICARGADORES Y MINICARGADORES TODOTERRENO						
Modelo	Bajo		Medio		Alto	
	litros	gal. EE.UU.	litros	gal. EE.UU.	litros	gal. EE.UU.
216B	2,28-3,98	0,60-1,05	3,98-6,26	1,05-1,65	6,26-7,97	1,65-2,11
226B	2,78-4,86	0,73-1,29	4,86-7,64	1,29-2,02	7,64-9,73	2,02-2,57
232B	2,28-3,98	0,60-1,05	3,98-6,26	1,05-1,65	6,26-7,97	1,65-2,11
236B	3,10-5,43	0,82-1,43	5,43-8,53	1,43-2,25	8,53-10,85	2,25-2,87
242B	2,78-4,86	0,73-1,29	4,86-7,64	1,29-2,02	7,64-9,73	2,02-2,57
246B	3,45-6,04	0,91-1,60	6,04-9,50	1,60-2,51	9,50-12,09	2,51-3,19
248B	3,45-6,04	0,91-1,60	6,04-9,50	1,60-2,51	9,50-12,09	2,51-3,19
252B	3,10-5,43	0,82-1,43	5,43-8,53	1,43-2,25	8,53-10,85	2,25-2,87
262B	3,45-6,04	0,91-1,60	6,04-9,50	1,60-2,51	9,50-12,09	2,51-3,19
247B	2,78-4,86	0,73-1,29	4,86-7,64	1,29-2,02	7,64-9,73	2,02-2,57
257B	2,78-4,86	0,73-1,29	4,86-7,64	1,29-2,02	7,64-9,73	2,02-2,57
267B	3,10-5,43	0,82-1,43	5,43-8,53	1,43-2,25	8,53-10,85	2,25-2,87
277B	3,45-6,04	0,91-1,60	6,04-9,50	1,60-2,51	9,50-12,09	2,51-3,19
287B	3,45-6,04	0,91-1,60	6,04-9,50	1,60-2,51	9,50-12,09	2,51-3,19

Descripción de las aplicaciones típicas

(respecto a la aplicación de trabajo)

Bajo Trabajos ligeros, construcción, viveros y jardinería. Carga y acarreo de material de flujo libre, de baja densidad en terrenos firmes y planos para cortas distancias con pendientes mínimas. Despejo ligero de nieve.

Medio Aplicaciones en el lugar de trabajo industrial y de construcción. Carga desde el banco y carga y acarreo de materiales de densidad baja a media sobre superficies normales con resistencia al rodamiento de baja a media y pendientes ligeramente adversas. Utilización ocasional de varios suplementos bajo condiciones normales de carga.

Alto Construcción industrial continua y aplicaciones de planta de amasado. Carga desde bancos compactos o carga y acarreo de materiales de alta densidad sobre superficies duras o muy blandas con alta resistencia de rodamiento y pendientes desfavorables. Utilización máxima de suplementos de flujo alto en condiciones de levantamiento alto.

Guía de factor de carga

(Cargas medias del motor basadas en la descripción de la aplicación para cada gama)

Bajo 35%-50%

Medio 50%-65%

Alto 65%-80%

Anexo 3: Valores de referencia utilizados para el análisis de costos del plan de producción.

Mano de obra			
Mensual	\$ 900.000	\$/trabajador	
diario	\$ 40.910	\$/ trabajador	
Materiales Perforación			
Petróleo diésel [lt]	612		
Costo perforación por avance 2,5 metros			
Numero de tiros		37	
Petróleo [litro/tiro]	0,5	\$ 11.322	
Materiales tronadura			
Material	Costo	Unidad	Costo un.
Amex Anfo	16.145	\$/25 kg	645
Det. no eléctrico	2.030	cu	2.030
Mecha lenta	186	m	186
APD cilíndrico	97.680	\$/60	1.628
Costo tronadura por avance 2,5 metros			
Numero de tiros		37	
Insumo	Dosificación/ tiro		Total / tiro
Anfo	0,250 kg /m		387,48
Det no eléctrico	1		2.030
Mecha lenta	4-5 m		930
APD cilíndrico	0,5		814
total / tiro			\$ 4.162
Costo por carguío pro frente tronado			
Insumo	Rendimiento	Ocupación	Total / frente
Petróleo	5 lt/hr	8 hr	\$ 24.480