

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN AGUSTÍN DE AREQUIPA
FACULTAD DE GEOLOGIA, GEOFISICA Y MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**



Asignatura: Asesoría de tesis

CAPSTONE PROJECT 02

**“DISEÑO Y EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL INCLINADO N° 6
PARA ASEGURAR LA ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO EN LA
SOCIEDAD MINERA DE RESPONSABILIDAD LIMITADA – GEDEON
S.A.”**

PRESENTADO POR:

- (1) OVIEDO CCASANI, JOEL**
- (2) HUACHACA QUISPE, WILMAN**
- (3) GONZALES LUQUE, PEDRO**
- (4) MOLINA QUISPE, RONALD**
- (5) HUAMANI CALSINA, JAVIER**
- (6) BEJARANO EGUILUZ, KEVIN**

ASESOR: MSc. ROLANDO, QUISPE AQUINO

**AREQUIPA-PERÚ
2019**

Resumen Ejecutivo

La Sociedad Minera de Responsabilidad Limitada – Gedeón S.A. viene realizando la preparación para su explotación de la veta fortuna en el Nv-210, para lo cual se desarrolló una excavación (inclinado N° 6) que comunica con el nivel anterior, Nv -170.

Este inclinado tiene una longitud aproximada de 80 metros con un gradiente de 30° y una sección de 1.80*2.10 m, el cual en un futuro se usara para la extracción de mineral y personal, por tanto se plantea realizar un análisis de estabilidad.

Como primer paso se realizó la recopilación de información geológica el mapeo geomecánico para estimar los distintos factores que influyen en la zona a analizar, para la caracterización del macizo rocoso se recurre a las clasificaciones geomecánicas RMR (Bieniawski), Q de Barton y GSI y posteriormente correlacionarlas entre estas para dar un tipo de sostenimiento si así lo requiera.

Se realizó un análisis de discontinuidades tomando el mapeo por línea de detalle como dato introductorio, concluyendo a ser esta una excavación favorable por ser perpendicular al sistema de discontinuidades.

Finalmente se realiza la simulación con el software Phase2 en la parte superior del inclinado N°6; llegando a la conclusión que esta excavación es estable en la corona; y para los hastiales se requiere de pernos de 1m a 2m en algunos puntos.

Palabras claves: estabilidad, sostenimiento, mapeo geomecánico, RMR Bieniawski, Barton-Q, GSI, deformación.

Abstract

Sociedad Minera de Responsabilidad Limitada – Gedeón S.A. has been preparing for its exploitation of the fortune vein in the Nv-210, for which an excavation (inclined No. 6) was developed that communicates with the previous level, Nv -170.

This slope has a length of approximately 80 meters with a gradient of 30o and a section of 1.80*2.10 m, which in the future will be used for the extraction of ore and personnel, therefore it is proposed to perform a stability analysis.

As a first step, the collection of geological information was carried out the geomechanical mapping to estimate the different factors that influence the area to be analyzed, for the characterization of the rocky massif the geomechanical classifications RMR (Bieniawski), Q GSI and then correlate them between them to give a type of support if required.

A discontinuity analysis was performed by taking the mapping by detail line as an introductory data, concluding to be this a favorable excavation because it is perpendicular to the discontinuity system.

Finally the simulation is performed with the Phase2 software on top of the incline No6; concluding that this excavation is stable in the crown; and for the details it is necessary to bolts of 1m to 2m in some points.

Keywords: stability, support, geomechanical mapping, RMR Bieniawski, Barton-Q, GSI, deformation.

INDICE

Resumen Ejecutivo	2
Abstract.....	3
Capítulo 1: Introducción	9
Capítulo 2: Metodología de estudios.....	10
2.1. Planteamiento del problema.....	10
2.2. Objetivos	10
2.2.1. Objetivos Generales.....	10
2.2.2. Objetivos Específicos	10
2.3. Justificación.....	11
2.4. Alcances.....	11
2.5. Muestra de estudio.....	11
2.6. Ubicación	12
2.7. Geología.....	13
2.7.1. Geología Regional	13
2.7.2. Geología Local	13
2.7.3. Geología Estructural	13
2.8. Geotecnia.....	14
Capítulo 3: Fundamentos Teóricos	15
3.1 Antecedentes de la investigación	15
3.2 Bases teóricas.....	16
3.2.1 Clasificación del macizo rocoso	16
3.2.2 Estimación de sostenimientos por métodos empíricos	19
3.3 Definiciones conceptuales.....	24
Capítulo 4: Materiales, métodos y procedimientos.....	27
3.4 Descripción del tajo	27
3.5 Datos de la zona de excavación.....	27
3.6 Datos del mapeo geomecánico	27
Capítulo 5: Metodología de análisis	31
4.1 Caracterización geomecánica	31
4.2 Cálculo de tipo de sostenimiento.....	36
4.3 ANÁLISIS DE PROBABILIDAD DE FALLA POR MAWDESLEY	40

4.4	Modelamiento numérico	42
4.4.1	Parámetros de resistencia de la masa rocosa	42
4.4.2	Esfuerzos in-situ	42
4.4.3	Simulación de esfuerzos inducidos para el inclinado N° 6	43
4.4.4	Simulación de esfuerzos inducidos para la veta esperanza.....	43
	Capítulo 6: Resultados	57
	Capítulo 7: Conclusiones y Recomendaciones	59
	Bibliografía	60
	Anexos	61

INDICE DE FIGURAS

FIGURA N° 1: Dominio de la mina Gedeón S.A. (Fuente: Google Earth)	12
FIGURA N° 2: Span y tiempo de auto sostenimiento por Bieniawski. (Fuente: Osinerming).....	20
FIGURA N° 3 : Sostenimiento por Q - Barton, 2000. (Fuente: Osinerming).....	23
FIGURA N° 4: Matriz rocosa. (Fuente: Luis Gonzales de Vallejo)	25
FIGURA N° 5: Macizo rocoso. (Fuente: Luis Gonzales de Vallejo).....	26
FIGURA N° 6: Ubicación de la zona de estudio-inclinado N° 6.....	28
FIGURA N° 7: Familias principales de discontinuidades.....	32
FIGURA N° 8: Corrección por orientación de discontinuidades.	34
FIGURA N° 9: Rumbo predominante del sistema de discontinuidades.....	35
FIGURA N° 10: Diseño de soporte en granodiorita según Q.	38
FIGURA N° 11: Calculo de longitud del elemento de sostenimiento. (Hutchinson-1998).....	39
FIGURA N° 12: Contorno “Isoprobabilidad de Estabilidad”, todas las caras. ...	40
FIGURA N° 13: Contorno “Isoprobabilidad de Falla”, todas las caras.....	41
FIGURA N° 14: Simulación sin sostenimiento en la parte superior del inclinado N° 6.	43
FIGURA N° 15: Factor De Seguridad inicial en contornos de la excavación y roca mineral antes de iniciar explotación.	44
FIGURA N° 16: Valores de Sigma 1 inicial, en contornos de la excavación y roca mineral antes de iniciar explotación.	45
FIGURA N° 17: Direcciones de deformación.	45
FIGURA N° 18: Factor De Seguridad Corte 1 en contornos de la excavación y puente o pilar.	46
FIGURA N° 19: Valores de Sigma 1 corte 1, en contornos de las excavaciones y Pilar.	46
FIGURA N° 20: Factor De Seguridad Corte 2 en contornos de la excavación y puente o pilar (fuente: Phase2).....	47
FIGURA N° 21: Valores de Sigma 1 corte 2, en contornos de las excavaciones y Pilar	47
FIGURA N° 22: Factor De Seguridad Corte 3 en contornos de la excavación y puente o pilar.	48
FIGURA N° 23: Valores de Sigma 1 corte 3, en contornos de las excavaciones y Pilar.	48
FIGURA N° 24: Factor De Seguridad Corte 4 en contornos de la excavación y puente o pilar.	49
FIGURA N° 25: Valores de Sigma 1 corte 4, en contornos de las excavaciones y Pilar.	49
FIGURA N° 26: Factor de Seguridad Corte 5 en contornos de la excavación y puente o pilar	50

FIGURA N° 27: Valores de Sigma 1 corte 5, en contornos de las excavaciones y Pilar.....	50
FIGURA N° 28: Factor de Seguridad Corte 6 en contornos de la excavación y pilar	51
FIGURA N° 29: Valores de Sigma 1 corte 6, en contornos de las excavaciones y Pilar.....	51
FIGURA N° 30: Factor de Seguridad Corte 7 en contornos de la excavación y pilar	52
FIGURA N° 31: Valores de Sigma 1 corte 7, en contornos de las excavaciones y Pilar	52
FIGURA N° 32: Factor de Seguridad Corte 8 en contornos de la excavación y pilar	53
FIGURA N° 33: Valores de Sigma 1 corte 8, en contornos de las excavaciones y Pilar	53
FIGURA N° 34: Relleno Hidráulico 1. Factor Seguridad	54
FIGURA N° 35: Relleno Hidráulico 1. Sigma 1.....	54
FIGURA N° 36: Dirección de la deformación. Se invierte en esta etapa de relleno.	55
FIGURA N° 37: Relleno Hidráulico 2. Factor Seguridad	55
FIGURA N° 38: Relleno Hidráulico 2. Sigma 1.....	56
FIGURA N° 39: Dirección de la deformación. Se invierte en esta etapa de relleno	56
FIGURA N° 40: Tendencia en la variación del factor de seguridad a través de todas las etapas de excavación	58

INDICE DE TABLAS

TABLA N° 1: Ubicación (Fuente: Google Earth).....	12
TABLA N° 2: Interpretación del RMR - Bieniawski, 1989. (Fuente: Osinerming).	16
TABLA N° 3: Interpretación del índice Q - Barton, 1974. (Fuente: Osinerming).	18
TABLA N° 4: valoración de GSI – Hoek, Marinos, 2000.....	19
TABLA N° 5: Sostenimiento a partir de RMR.	21
TABLA N° 6: Valores de índice ESR de la clasificación Q. (Barton, 2000).	22
TABLA N° 7: Lectura de rebotes con martillo de Schmidt.....	28
TABLA N° 8: Datos del mapeo geomecánico del inclinado N° 6 – parte 1.....	29
TABLA N° 9: Datos del mapeo geomecánico del inclinado N° 6 – parte 2.....	30
TABLA N° 10: Parte superior del inclinado N° 6.....	31
TABLA N° 11: Muestra de los set de discontinuidades	32
TABLA N° 12: Análisis de ponderación del espaciamiento, para cada familia.	33

TABLA N° 13: Valoración de la condición de juntas.....	33
TABLA N° 14: Resumen de la calidad RMR de la masa rocosa-inclinado N° 6	35
TABLA N° 15: Correlación entre las clasificaciones geomecánicas RMR, GSI y Q en relación a la litología-Inclinado N°6	36
TABLA N° 16: ESR=Excavation Support Ratio	37
TABLA N° 17: Relación Q y De.....	37
TABLA N° 18: Sostenimiento por Q.	40
TABLA N° 20: resultados obtenidos de probabilidad de falla por Mawdesley..	41
TABLA N° 19: Parámetros de resistencia de la masa rocosa, con RocData....	42
TABLA N° 21: Evaluación de estabilidad de los cortes.	57
TABLA N° 22: Cronograma de desarrollo del proyecto	63
TABLA N° 23: Presupuesto básico para la elaboración del proyecto.....	64
TABLA N° 24: Guía para el mapeo geomecánico	65
TABLA N° 25: Llenado del formato según RMR.	66

Capítulo 1: Introducción

La estabilidad de una excavación subterránea depende mucho de las condiciones estructurales presentes en el macizo rocoso y también de la relación que existe entre los esfuerzos en la roca y su resistencia.

El presente proyecto de Tesina se realiza en la Sociedad Minera de Responsabilidad Limitada Gedeón S.A. En la profundización hacia el nivel -210 (Nv. -210) se realiza el inclinado N° 6, el cual tiene una longitud de 80 metros aproximadamente con gradiente de 30°, para dicha profundización debe considerar el análisis de estabilidad del inclinado ya que este será para el uso de transporte de personal y a la vez extracción de mineral.

Para tal propósito es necesario definir el comportamiento del macizo rocoso viendo el control estructural como la orientación de las discontinuidades, la resistencia del macizo rocoso para luego ser modelado con el análisis de factor de seguridad con todos los parámetros y criterios obtenidos en el mapeo geomecánico.

Para ver la calidad y el comportamiento del macizo rocoso, se hace un análisis mediante métodos empíricos y con ayuda del Phase2, Dips, RocData entre otros.

Capítulo 2: Metodología de estudios

2.1. Planteamiento del problema

En el Nv -210 se está llevando a cabo la preparación para la explotación de la veta fortuna, se ha visto conveniente el análisis de estabilidad del inclinado N°6 por ser este la única vía de acceso hacia tal nivel; siendo de mucha utilidad esta vía de acceso ya que a futuro este será la vía principal para la extracción de mineral.

2.2. Objetivos

2.2.1. Objetivos Generales

- ✓ Evaluar las condiciones geomecánicas de la masa rocosa para el inclinado N° 6 y ver que influencia tiene sobre la veta esperanza en la Sociedad Minera De Responsabilidad Limitada Gedeón S.A.

2.2.2. Objetivos Específicos

- ✓ Realizar el mapeo geomecánico para determinar propiedades geomecánicas.
- ✓ Identificar las posibles zonas de debilidad, así como también la influencia de las discontinuidades y presencia de agua.
- ✓ Determinar los niveles de esfuerzos presentes en la zona de trabajo.
- ✓ Determinar el factor de seguridad, para el control de la estabilidad de la excavación del inclinado N° 6 y su explotación de la veta esperanza.

2.3. Justificación

En la Sociedad Minera de Responsabilidad Limitada Gedeón S.A. se está realizando el proyecto de profundización hacia el nivel -210, mediante el inclinado N° 6.

Este inclinado es crítico debido a que es utilizado como transporte de mineral y personal, además de ser una zona con bastante presencia de agua e inestable, por tal motivo es oportuno realizar un estudio geomecánico, para así prevenir accidentes u otros inconvenientes posteriores que podrían afectar la producción de la empresa.

2.4. Alcances

El resultado de la recopilación de información para el modelamiento tanto como para el diseño llevará una gran apertura de conocimiento de ámbito regional.

A nivel local los resultados obtenidos podrán ser aplicados al inclinado N°6.

Que se encuentra dentro del dominio de la mina Gedeón S.A.

2.5. Muestra de estudio

La muestra de estudio está basada en información recopilada proporcionada por la entidad administradora de dicha empresa, además de estudios adicionales realizada en la zona de estudio llevadas a cabo en puntos donde se consideró posibles inestabilidades.

2.6. Ubicación

La zona de estudio se encuentra ubicada en la Región de Arequipa, Provincia de Camaná del distrito de Mariano Nicolás Valcárcel.

TABLA N° 1: Ubicación (Fuente: Google Earth)

Lugar	Latitud		Profundidad (m)
	Sur	Oeste	
Mina Gedeón S.A.	15°55'49"	73°08'24"	300

Ubicación del dominio de la mina Gedeón S.A.



FIGURA N° 1: Dominio de la mina Gedeón S.A. (Fuente: Google Earth)

2.7. Geología

2.7.1. Geología Regional

Dentro del área comprendida, se encuentran rocas ígneas, sedimentarias y metamórficas, las cuales abarcan en edad desde el paleozoico inferior y Pre-paleozoico hasta el reciente.

Las rocas más antiguas están constituidas por gneis, esquisto, diorita gnéssica, granodiorita, migmatitas, que forman una serie de rocas íntimamente ligadas, y que han sido afectadas por un intenso metamorfismo tanto regional como termal.

2.7.2. Geología Local

A lo largo de toda la zona de la mina Gedeón S.A. se encuentra principalmente sobre afloramiento rocoso volcánico tipo granodiorita y zonas metamorizadas.

Las rocas de este complejo metamórfico-ígneo, varían de acuerdo a su origen, desde los sedimentos de tipo arcilloso transformados en esquistos filíticos y cloritosos, hasta las de origen ígneo en forma de gneis, con una serie de transiciones entre ellas.

2.7.3. Geología Estructural

Plegamiento

Las mayores deformaciones encontradas, corresponden a las rocas del Complejo Basal, sobre todo a los paragneis y paraesquistos, los cuales en algunos lugares se muestran muy plegados, distorsionados, fracturados y hasta milonitizados.

Todos estos fenómenos se observan a lo largo del Ocoña, donde fueron observados varios pequeños anticlinales y sinclinales de relativa importancia, así como fallas, que más que todo parecen ser formados por metamorfismo dinámico.

Fallamiento

El fallamiento observado está representado en su mayor parte por fallas longitudinales, de tipo normal, con un marcado paralelismo que se presenta constituyendo dos sistemas principales: uno paralelo a la costa, con una orientación Sureste a Noroeste y el otro con rumbo Suroeste a Noreste, interceptando estos últimos a los primeros en ángulos agudos.

2.8. Geotecnia

Los tipos de rocas presentes son granito, granodiorita, diorita, Microdiorita, migmatitas, gneis y esquistos; se tienen estructuras geológicas mayores tales como fallas, siendo su resistencia a la compresión que va desde 80-100 Mpa.

Capítulo 3: Fundamentos Teóricos

3.1 Antecedentes de la investigación

- ✓ **JARAMILLO, J.** (2015) ESTUDIO GEOMECANICO DEL CRUCERO 8705S - Nv566. ZONA: VETA ESPERANZA-CENTURY MINING - AREQUIPA: realiza el análisis de estabilidad del macizo rocoso y el diseño de soporte del crucero 8705 S; concluyendo que el terreno es del tipo III, un intrusivo con grado de alteración I, II. De calidad geotécnica regular, y es necesario pernos helicoidales de 1.8m de largo espaciados 1.2m.

- ✓ **ARAND, P.** (2015), "EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL DISEÑO DE UNA LABOR DE EXPLORACIÓN, AL SISTEMA DE VETAS DE LA MINA ORIÓN CHALA AREQUIPA", analiza los efectos del comportamiento Geomecánico del macizo rocoso de la zona para el desarrollo del proyecto, concluyendo que el control geomecánico debe realizarse según el avance de la labor para evitar colapso por el cambio litológico.

3.2 Bases teóricas

3.2.1 Clasificación del macizo rocoso

SISTEMA RMR

El sistema Rock Mass Rating (RMR) fue desarrollado por Bieniawski, y clasifica los macizos rocosos de 0 a 100 puntos, siendo 0 para roca muy mala y 100 para roca muy buena, de acuerdo a la tabla mostrada a continuación

TABLA Nº 2: Interpretación del RMR - Bieniawski, 1989. (Fuente: Osinerming).

Descripción	RMR	Clase de Macizo Rocosos
Roca Muy Buena	81-100	I
Roca Buena	61-80	II
Roca Regular	41-60	III
Roca Mala	21-40	IV
Roca Muy Mala	0-20	V

Para el RMR₈₉ se incorporan la valoración de parámetros como:

- ✓ Resistencia de la Roca Intacta (1)
- ✓ RQD (2)
- ✓ Espaciamiento de discontinuidades (3)
- ✓ Condición de discontinuidades (4)
- ✓ Agua subterránea (5)

El puntaje total del RMR está definido por:

$$\text{RMR} = (1) + (2) + (3) + (4) + (5) - (\text{Ajuste por orientación de discontinuidades})$$

Los puntajes para cada parámetro usado se muestran en el anexo A.

SISTEMA Q

El sistema Q fue desarrollado en el NGI (Norwegian Geotechnical Institute) por Barton, Lien y Lunde (1974), para el diseño de excavaciones subterráneas, principalmente túneles. Este sistema ha sido mejorado y actualizado constantemente, siendo la última actualización del año 2007, la cual incluye investigaciones analíticas respecto al espesor, espaciamiento y reforzamiento de arcos armados reforzados con concreto lanzado (RRS) como una función de la carga y de la calidad del macizo rocoso, así como la absorción de energía del concreto lanzado (Normas EFNARC – European Federation of National Associations Representing for Concrete).

El Sistema Q es un sistema de clasificación del macizo rocoso con respecto a la estabilidad de excavaciones subterráneas para brindar una descripción de la calidad del macizo rocoso. El Sistema Q se basa en la estimación de seis parámetros independientes y expresa la calidad de la roca Q, como función de esos parámetros.

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

Dónde:

- RQD = Índice de calidad de la roca
- J_n = Parámetro basado en el número de familias de discontinuidades
- J_r = Parámetro basado en la rugosidad de las discontinuidades
- J_a = Parámetro basado en la alteración de las discontinuidades

- J_w = Parámetro basado en la presencia de agua
- SRF = Factor de reducción de esfuerzos

TABLA N° 3: Interpretación del índice Q - Barton, 1974. (Fuente: Osinerming).







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

Los puntajes para cada parámetro correspondiente al Sistema Q (1974) y Q (2007) se presentan en el anexo 6.

ÍNDICE GSI (ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA)

El índice de resistencia geológica (GSI) es un índice de caracterización de macizos rocosos que evalúa al macizo rocoso en función a dos criterios: estructura geológica y condición de la superficie de las juntas. Tiene gran aceptación en el Perú por su facilidad de uso entre el personal de operaciones.

TABLA N° 4: valoración de GSI – Hoek, Marinos, 2000

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICO GSI (Hoek & Marinos, 2000). A partir de la litología, estructura y la condición de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio de GSI. No intente ser muy preciso. Escojer un rango de 33 a 37 es mas realista que fijar GSI=35. Tambien notar que esta tabla no se aplica a mecanismos de falla controlado por estructuras. Donde se presenten planos estructuralmente debiles en una orientación desfavorable con respecto a la cara de la excavacion, estos dominaran el comportamiento del macizo rocoso. La resistencia al corte de las superficies en rocas que son propensas a deteriorarse como resultado de cambios en la humedad, se reducira cuando exista presencia de agua. Cuando se trabaje con rocas de categoria regular a muy mala, puede moverse hacia la derecha para condiciones humedas. La presion de poros se maneja con un analisis de esfuerzos efectivos.		CONDICIONES SUPERFICIALES				
ESTRUCTURA		MUY BUENA	BUENO	REGULAR	MALA	MUY MALA
		Muy rugoso. Superficies frescas sin meteorización	Rugoso, ligeramente meteorizada. superficies con óxido.	Leas, moderadamente meteorizadas y superficies alteradas.	Espejo de falla altamente meteorizadas con recubrimiento compacto o rellenos o fragmentos	Espejo de falla, superficies altamente meteorizadas con recubrimiento de arcilla suave o rellenos
		DISMINUYE CALIDAD DE SUPERFICIE →				
	Intacta o Masivo: Especimenes de roca intacta o masivo in roca in situ con pocas discontinuidades ampliamente espaciadas.	80			N/A	N/A
	Levemente fracturado: Macizo rocoso no disturbado, muy bien entrelazado, constituido por bloques cubicos formados por tres familias de discontinuidades	80	70			
	Moderadamente Fracturado: Entrelazado, macizo rocoso parcialmente disturbado con bloques angulosos de varias caras formado por 4 o mas familias de discontinuidades		60	50		
	Muy Fracturado/Disturbado/Agrietada: Foleada con bloques angulosos formados por la interseccion de muchas familias de discontinuidades. Persistencia de planos de estratificacion o esquistocidad			40	30	
	Desintegrado: Pobremente entrelazado, macizo altamente fracturado compuesto de una mezcla de pedazos de rocas angulosas y redondeadas				20	
	Foliado/Laminado/Cizallado: Falta de formacion de bloques debido al pequeño espaciamento o esquistocidad débil o planos de corte	N/A	N/A			10
		← DISMINUYE EL ENTRELAZADO DE PEDAZOS DE ROCA				

3.2.2 Estimación de sostenimientos por métodos empíricos

Los métodos empíricos proporcionan una aproximación al sostenimiento de los túneles y no se consideran un método de cálculo; sin embargo, pueden ser muy útiles en macizos rocosos fracturados, y como medio de establecer las propiedades del macizo y los sostenimientos requeridos. Son también útiles para estimar costes de sostenimiento en las etapas de anteproyecto.

Los métodos empíricos para la estimación del sostenimiento se basan en las clasificaciones RMR y Q.

SOSTENIMIENTO A PARTIR DEL RMR

A partir del RMR puede estimarse el “pase” (longitud de avance sin sostenimiento), según la siguiente figura.

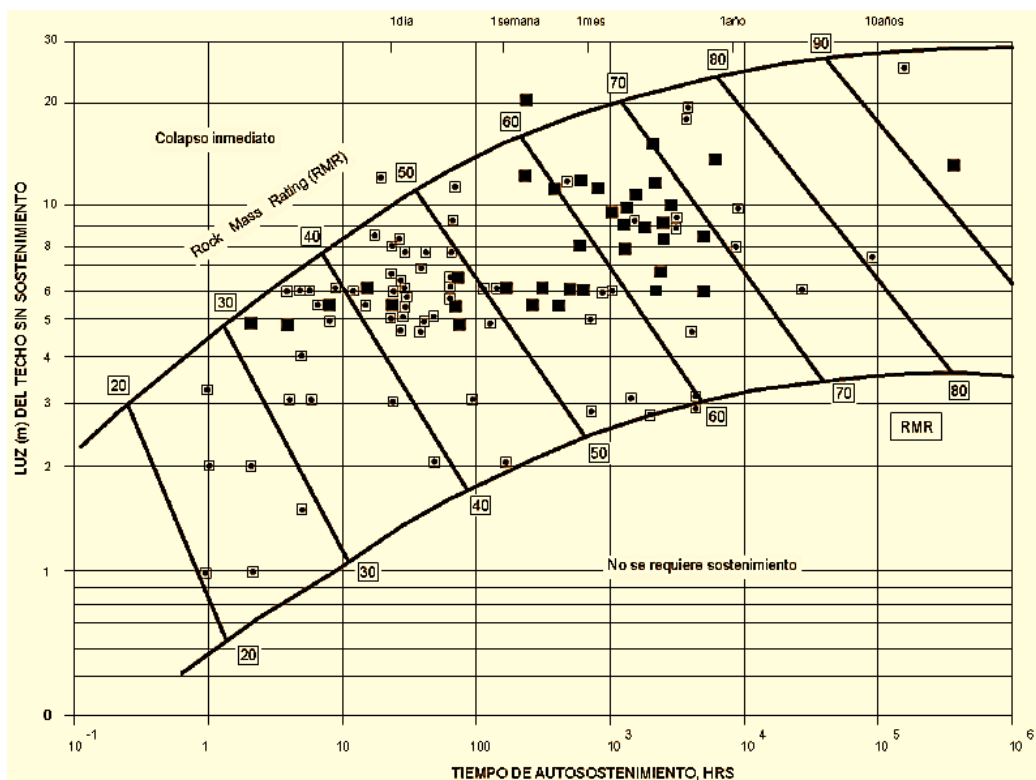


FIGURA N° 2: Span y tiempo de auto sostenimiento por Bieniawski. (Fuente: Osinerning)

Además es posible estimar el tipo de sostenimiento, según la figura siguiente.

TABLA Nº 5: Sostenimiento a partir de RMR.

Clase RMR	Excavación	Sostenimiento		
		Bulones	Gunita	Cerchas
I 100-81	Sección completa. Avance de 3m	Innecesario, salvo algún bulón ocasional	No	No
II 80-61	Sección completa. Avance de 1-1.5m	Bulonado local en clave, con longitudes de 2-3m y separados de 2-2.5m, eventualmente con mallazo.	5cm en clave para impermeabilización.	No
III 60-41	Avance y destroza. Avance de 1.5 a 3m. Completar sostenimiento a 20m del frente.	Bulonado sistemático de 3- 4m con separaciones de 1.5 a 2m en clave y hastiales. Mallazo en clave.	5 a 10 cm en clave y 3cm en hastiales.	No
IV 40-21	Avance y destroza. Avance de 1 a 1.5m. Sostenimiento inmediato del frente. Completar sostenimiento a menos de 10m del frente.	Bulonado sistemático de 4- 5m con separaciones de 1 a 1.5m en clave y hastiales con mallazo.	10 a 15 cm en clave y 10cm en hastiales. Aplicación según avanza la excavación.	Cerchas ligeras espaciadas a 1.5m cuando se requieran.
V ≤ 20	Fases múltiples. Avance de 0.5-1m. gunitar inmediatamente el frente después de cada avance.	Bulonado sistemático de 5- 6m, con separaciones de 1- 1.5m en clave y hastiales con mallazo. Bulonado en solera.	15-20cm en clave, 15cm en hastiales y 5cm en el frente. Aplicación inmediata después de cada avance.	Cerchas pesadas separadas 0.75m con blindaje de chapas y cerradas en solera.

La carga de roca o presión sobre el sostenimiento se estima según la siguiente expresión:

$$P = \frac{100 - \text{RMR}}{100} \cdot \gamma \cdot B$$

Dónde:

- γ = Peso específico de la roca
- B=ancho del túnel

SOSTENIMIENTO A PARTIR DEL ÍNDICE Q.

Para la estimación del sostenimiento a partir de Q se definen los siguientes parámetros:

- ✓ *Diámetro equivalente (De):*

$$De = \frac{\text{anchura, diametro o altura(m)}}{\text{ESR}}$$

- ✓ *Excavation support ratio (ESR):* este factor depende del tipo de excavación, como se indica en la siguiente tabla.

TABLA Nº 6: Valores de índice ESR de la clasificación Q. (Barton, 2000).

	TIPO DE EXCAVACION	ESR
A	Labores mineras de carácter temporal, etc.	2-5
B	Galerías mineras permanentes, túneles de centrales hidroeléctricas (excluyendo galerías de alta presión), túneles piloto, galerías de avance en grandes excavaciones, cámaras de compensación hidroeléctrica.	1.6-2.0

C	Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles de carreteras secundarias y de ferrocarril, túneles de acceso.	1.2-1.3
D	Centrales hidroeléctricas subterráneas, túneles de carreteras primarias y de ferrocarril, refugios subterráneos para defensa civil, emboquilles e intersecciones de túneles.	0.9-1.1
E	Centrales nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones públicas y deportivas, fabricas, túneles para tuberías principales de gas.	0.5-0.8

Los sostenimientos se estiman según la figura siguiente:

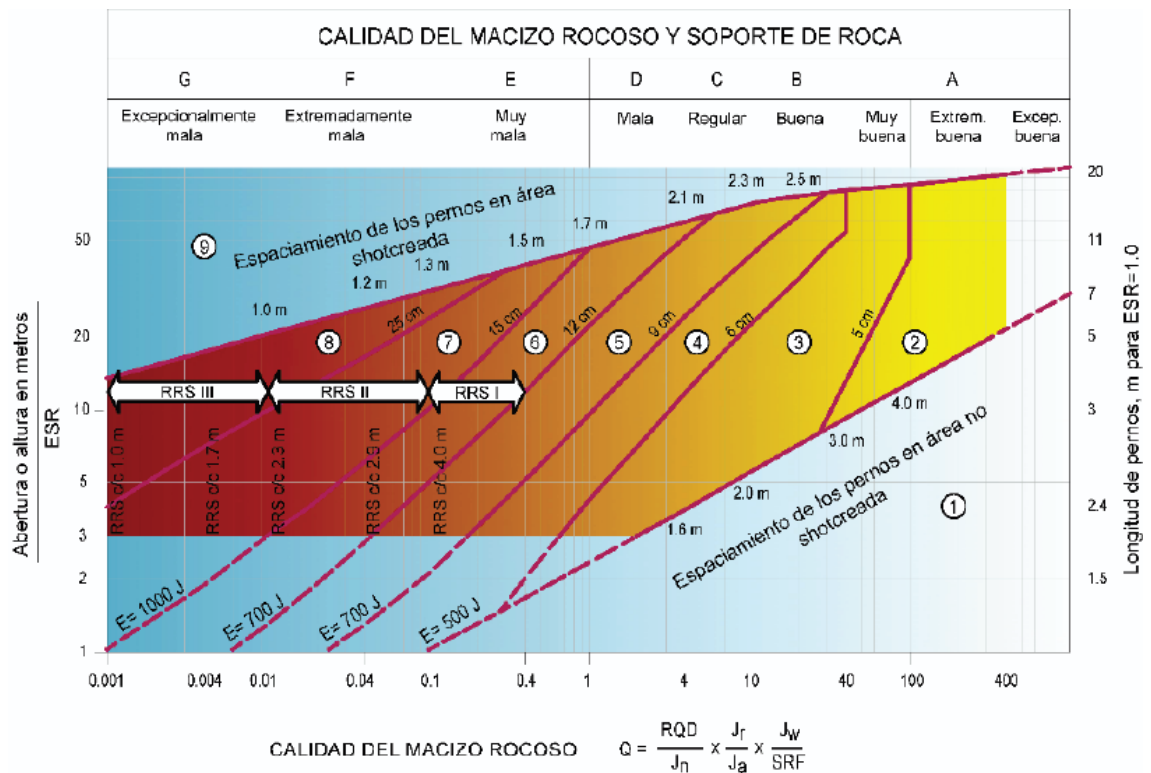


FIGURA Nº 3 : Sostenimiento por Q - Barton, 2000. (Fuente: Osinerming)

- ✓ *Máximo vano sin sostener, como se muestra a continuación:*

$$\text{maximo vano sin sostener(m)} = 2 \cdot \text{ESR} \cdot Q^{0.4}$$

- ✓ *Carga de roca sobre clave (Pr) (kp/cm2)*

$$P_r = \frac{2\sqrt{Jn}}{3Jr\sqrt[3]{Q}} ; \text{ (para macizos con menos de 3 familias de discontinuidades)}$$

$$P_r = \frac{2}{Jr\sqrt[3]{Q}} ; \text{ (para macizos con 3 o mas familias de discontinuidades)}$$

- ✓ *Carga de roca en hastiales (Ph) (kp/cm2)*

$$\text{para } Q > 10 \quad \rightarrow \quad P_h = 5Q$$

$$\text{para } 0.1 < Q < 10 \quad \rightarrow \quad P_h = 2.5Q$$

$$\text{para } Q < 0.1 \quad \rightarrow \quad P_h = Q$$

3.3 Definiciones conceptuales

Matriz rocosa

Es el material rocoso exento de discontinuidades, o los bloques de “roca intacta” que quedan entre ellas. La matriz rocosa, a pesar de considerarse continua, presenta un comportamiento heterogéneo y anisótropo ligado a su fábrica y a su microestructura mineral. Mecánicamente queda caracterizada por su peso específico, resistencia y deformabilidad. (Gonzales de vallejo, L)



FIGURA Nº 4: Matriz rocosa. (Fuente: Luis Gonzales de Vallejo)

Discontinuidad

Es cualquier plano de origen mecánico o sedimentario que independiza o separa los bloques de matriz rocosa en un macizo rocoso. Su comportamiento mecánico queda caracterizado por su resistencia al corte o, en su caso, por la del material de relleno.

Macizo rocoso

Conjunto de los bloques de matriz rocosa y de las discontinuidades de diverso tipo que afectan al medio rocoso. Mecánicamente los macizos rocosos son medios discontinuos, anisótropos y heterogéneos. Se considera, prácticamente, que presentan una resistencia a la tracción nula.

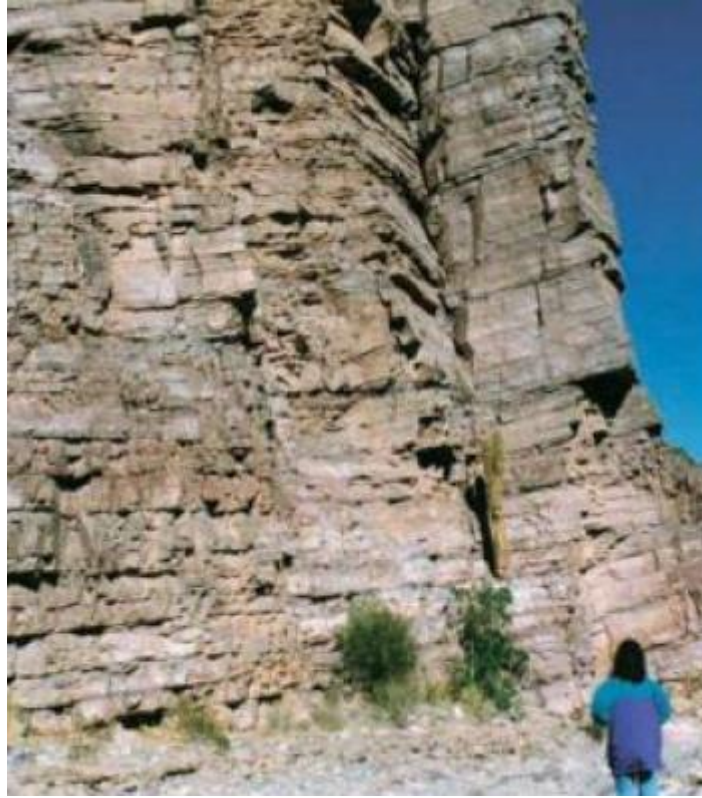


FIGURA N° 5: Macizo rocoso. (Fuente: Luis Gonzales de Vallejo)

Anisotropía

La presencia de planos de debilidad de orientaciones preferentes (estratificación, laminación, familias de diaclasas tectónicas) implica diferentes propiedades y comportamiento mecánico en función a la dimensión considerada. También la orientación de los esfuerzos que se ejercen sobre el material rocoso puede implicar una anisotropía asociada al estado tensional.

Capítulo 4: Materiales, métodos y procedimientos

3.4 Descripción del tajo

La zona estudiada corresponde al inclinado N° 6 ubicado entre el Nv -170 y el Nv -210, la litología para esta zona predomina la granodiorita para ambas cajas. El método de explotación definido en el plan de minado anual es corte y relleno ascendente con perforación horizontal. Buzamiento de veta 80° hacia el norte. El relleno es detrítico.

3.5 Datos de la zona de excavación

- Nombre de túnel: inclinado N° 6
- La profundidad del inclinado: entre el Nv – 170 hasta el Nv. -210 (40m).
- Gradiente: 30°
- Sección: 6pies*7pies (1.80m*2.10m)
- Densidad de la roca: 2.7 ton/m3.
- Azimut: 77°

3.6 Datos del mapeo geomecánico

El mapeo geomecánico se realizó por el método de línea de detalle, como se muestra a continuación en las tabla N°7 y 8.

Para referencias y descripción del mapeo, se muestra las tablas en el anexo N°1.

Datos tomados con el martillo de Schmidt.

TABLA N° 7: Lectura de rebotes con martillo de Schmidt

SUPERIOR												
Lectura de rebotes con el martillo de Schmidt												
43.5	40	41	45	48	44	45.5	42	39.5	42	41	40.5	47

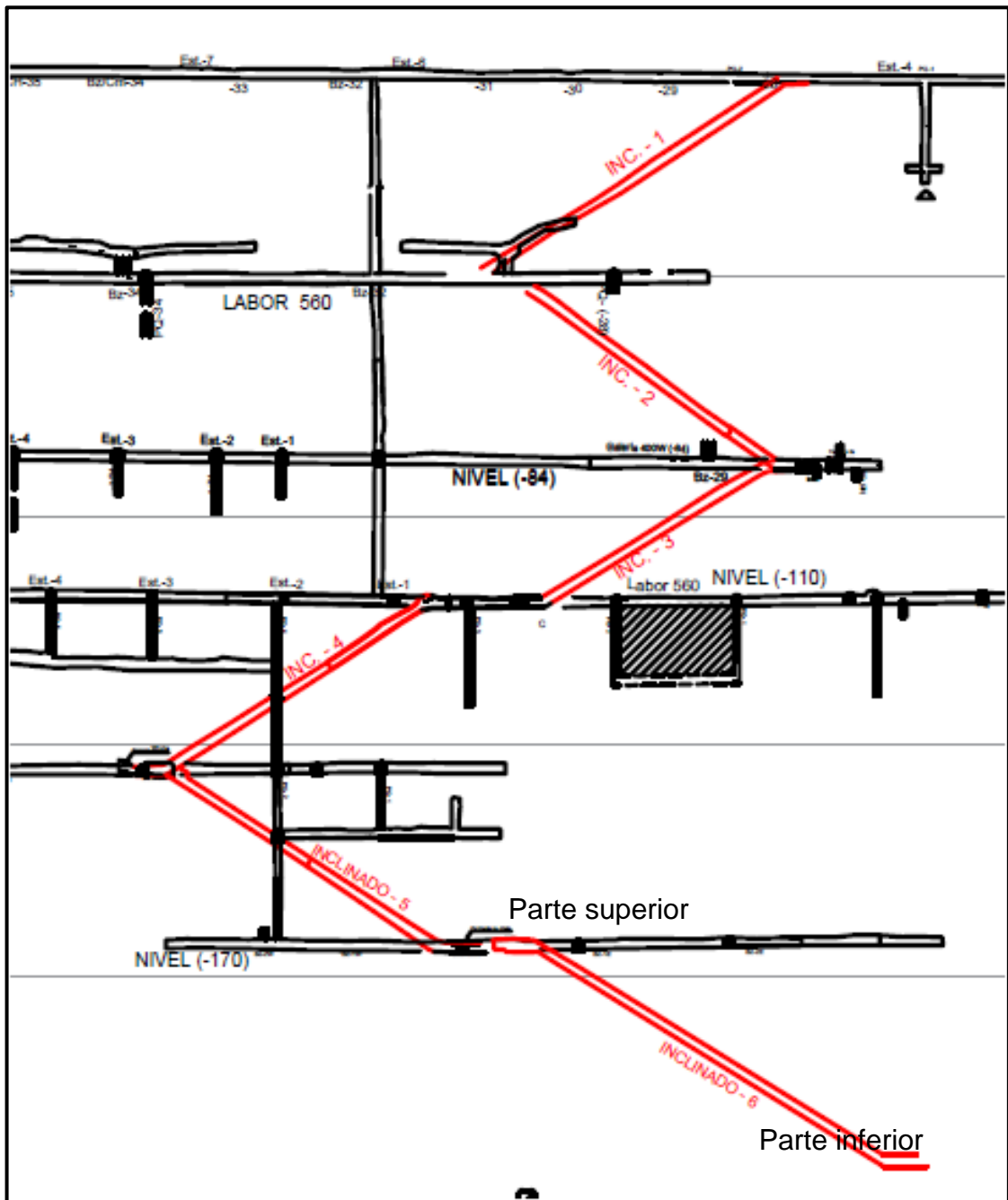


FIGURA N° 6: Ubicación de la zona de estudio-inclinado N° 6

TABLA Nº 8: Datos del mapeo geomecánico del inclinado Nº 6 – parte 1

Location:	GEDEON MINE		Geotechnical domain:		INCLINADO Nº 6		UCS estimate:								
Weather:			Name/location/				GSI Blockiness:								
Date & time:	Aug /06/2019		Description:				GSI Joint Condition:								
Name (s):	JAVIER HUAMANI C.		Orientation of rock				GSI Range:								
			Fase:		77º										
			Rockmass RQD		H:80 / V:80										
			(vertical & horizontal):												
						Roughness						Alteration			
Position	Dip Dir	Dip	Spacing	Persistence	Type	Small	Large	Jr	Aperture	Weath	Gouge	Ja	Water	Lithology	Comments
(m)			(m)			escale	scale		(mm)	ering					
0.26	40	80	0.22	2	J	SM	P	1	0	SC	N	3	DA	GD	
0.36	291	84	0.25	2	J	R	U	3	<1	FR	N	1	DA	GD	
0.53	208	85	0.26	2	J	R	U	3	<1	FR	N	0.75	DR	GD	
0.76	194	61	0.15	2	J	R	U	3	<1	SC	N	3	DA	GD	
1.33	57	69	0.7	2	J	R	U	3	<1	FR	N	0.75	DA	GD	
1.63	38	78	0.64	2	J	R	P	1.5	0	SC	N	3	DA	GD	
2.35	72	58	0.68	2	J	R	U	3	<1	SC	N	3	DR	GD	
2.67	71	73	0.56	2	J	R	P	1.5	<1	SC	N	3	DA	GD	
2.86	313	74	0.2	2	J	R	P	1.5	<1	SC	N	3	DA	GD	
3.8	52	79	0.7	2	J	R	P	1.5	<1	FR	N	3	DR	GD	
3.85	282	55	0.25	1	J	R	P	1.5	<1	SC	N	3	DA	GD	
3.9	61	70	0.15	2	J	R	P	1.5	<1	SC	N	3	DA	GD	
4	272	61	0.23	2	J	R	P	1.5	0	SC	N	1	DA	GD	
GD: GRANODIORITA															

Capítulo 5: Metodología de análisis

4.1 Caracterización geomecánica

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa se utilizó los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rocoso – 1989) correlacionadas con el índice Q de Barton y el índice GSI de Hoek & Brown.

RMR (1): Resistencia a la compresión simple

Calculo mediante las pruebas del martillo de Schmidt.

Eliminando los 3 valores más bajos, podemos determinar el UCS.

TABLA N° 10: Parte superior del inclinado N° 6.

SUPERIOR										PROMEDIO	UCS (Mpa)
Lectura de rebotes con el martillo de Schmidt											
43.5	41	45	48	44	45.5	42	42	41	47	43.9	107.12

RMR (2): RQD

Se tiene 13 fracturas en 4 metros. (4ff/ml); ya que se realizó el mapeo cada 4 mts.

Según Hudson y Price, se tendrá un RQD=94%.

RMR (3): Espaciamiento de las discontinuidades

Determinamos el set de juntas:

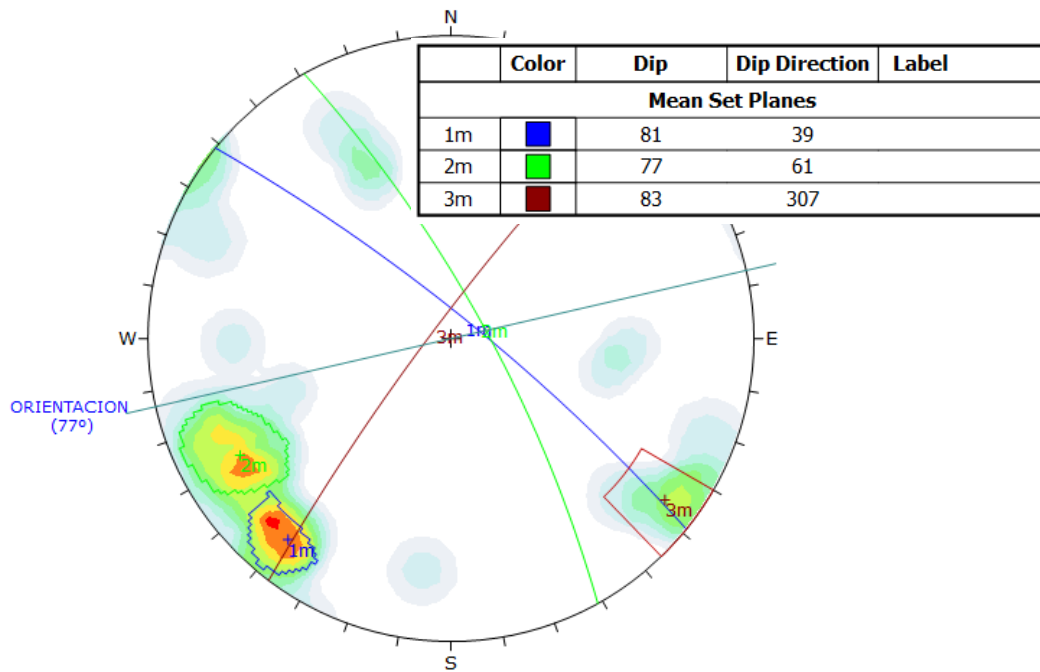


FIGURA N° 7: Familias principales de discontinuidades.

Filtramos datos en el Dips y obtenemos cada familia con su espaciamento requerido.

TABLA N° 11: Muestra de los set de discontinuidades

Dip	Dip Direction	SETID	ESPACIAMIENTO
80	40	1	0.22
78	38	1	0.64
73	71	2	0.56
79	52	2	0.7
83	63	2	0.3
80	66	2	0.3
83	72	2	0.3
84	38	1	0.2
84	40	1	0.05
89	303	3	0.1
82	308	3	0.2
76	51	2	0.22
84	56	2	0.22
87	305	3	0.15

Los cuales los pondremos en porcentaje, como se muestra a continuación.

TABLA N° 12: Análisis de ponderación del espaciamiento, para cada familia.

RMR (3): ESPACIAMIENTO						
NUMERO DE DATOS						
FAMILIA	>2m	0.6 a 2m	0.2m a 0.6m	0.06m a 0.2m	<0.06m	
J1	0.00	1.00	1.00	1.00	1.00	
J2	0.00	1.00	6.00	0.00	0.00	
J3	0.00	0.00	1.00	2.00	0.00	
PORCENTAJE						
FAMILIA	>2m	0.6 a 2m	0.2m a 0.6m	0.06m a 0.2m	<0.06m	
J1	0.0%	25.0%	25.0%	25.0%	25.0%	
J2	0.0%	14.3%	85.7%	0.0%	0.0%	
J3	0.0%	0.0%	14.3%	28.6%	0.0%	
VALOR	20	15	10	8	5	
						PROMEDIO
	0.00	3.75	2.50	2.00	1.25	9.50
	0.00	2.14	8.57	0.00	0.00	10.71
	0.00	0.00	1.43	2.29	0.00	3.71
					RMR(3)=	7.98

A partir de los datos de la tabla anterior se calcula el valor medio de la puntuación del espaciamiento (ponderado), el cual es de 7.98.

RMR (4): condición de las juntas

TABLA N° 13: Valoración de la condición de juntas.

RMR (4): CONDICION DE JUNTAS						
PARAMETRO	J1	VALOR	J2	VALOR	J3	VALOR
persistencia	<1	6	<1	6	<1	6
apertura	0	0	<1	5	<1	4
rugosidad	rugosa	5	lig rugosa	3	rugosa	5
relleno	cuarzo-ox	4	calcita	1	calcita	4
alteracion	fresca	6	lig intem	5	fresca	6
suma		21		20		25
					RMR (4)=	22

RMR (5): efecto del agua

Según el mapeo realizado, consideremos ligeramente húmedo para las 3 juntas, por tanto tenemos una puntuación de 10 (RMR (5):=10)

Tenemos un RMR básico = 68.98 y RMR' condiciones secas=73.98

RMR (5): corrección por orientación de la obra

La familia 1 tiene un rumbo de N51°W y la familia 2 una dirección N 29°W, es decir ambas familias están en el NW y tienen un buzamiento totalmente favorable por lo cual su corrección para ambas familias sería de (0); no obstante la familia 3 tiene una dirección aproximadamente paralela al diseño de la obra siendo su buzamiento es de 83°, por tanto su corrección es de (-12).



Rumbo perpendicular al eje de la excavacion				Rumbo paralelo al eje de la excavacion		Buzamiento 0°-20° independiente e del rumbo
Direccion con el buzamiento		Direccion contra el buzamiento				
						
Bz	Bz	Bz	Bz	Bz	Bz	
45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	
Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable	Regular	Desfavorable
0	-2	-5	-10	-12	-5	-10

FIGURA Nº 8: Corrección por orientación de discontinuidades.

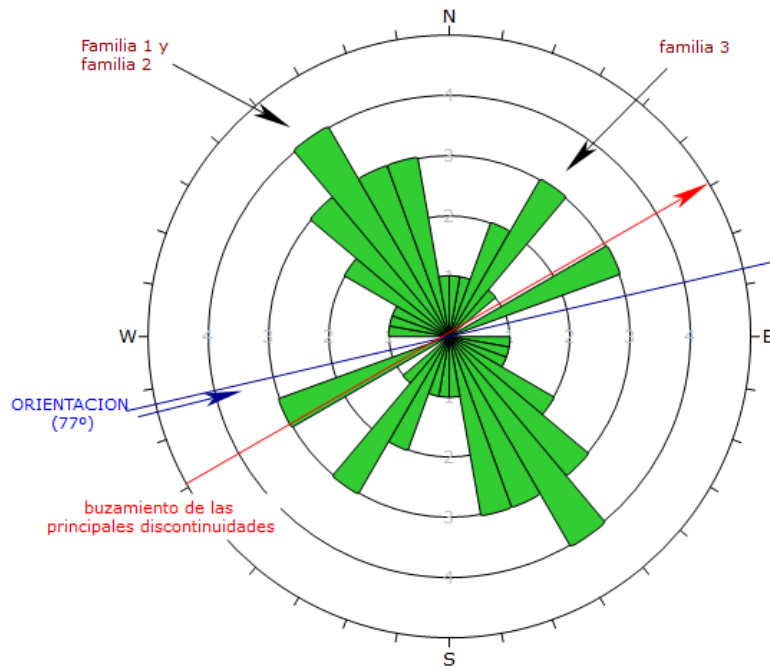


FIGURA N° 9: Rumbo predominante del sistema de discontinuidades.

Finalmente se obtiene un valor de RMR corregido de 56.98, el cual es una roca del tipo regular – IIIB.

Los resultados de la clasificación de la masa rocosa se presentan en el siguiente cuadro, el cual se ha realizado en relación con la litología:

TABLA N° 14: Resumen de la calidad RMR de la masa rocosa-inclinado N° 6

LITOLOGIA	RMR básico	RMR corregido	RMR' Cond secas	CALIDAD
Granodiorita	68.98	56.98	73.98	REGULAR

En siguiente cuadro se realiza la correlación entre las clasificaciones RMR, Q y GSI mediante las siguientes expresiones.

$$GSI = RMR'89 - 5$$

$$\text{RMR} = 9 \ln Q + 44$$

TABLA N° 15: Correlación entre las clasificaciones geomecánicas RMR, GSI y Q en relación a la litología-Inclinado N°6

LITOLOGIA	RMR	GSI	Q
Granodiorita	73.98	78.98	16

4.2 Cálculo de tipo de sostenimiento

El diseño de soporte se realizara aplicando el ábaco de BARTON tomado de la publicación Rock Mass Classification and support design NGI.

Para el diseño de soporte con el ábaco de Barton primero se debe determinar la dimensión equivalente mediante la siguiente expresión.

$$De = \frac{\text{claro diametro o altura (m)}}{\text{ESR}}$$

De=dimensión equivalente

ESR=Excavation Support Ratio

TABLA N° 16: ESR=Excavation Support Ratio

7 Type of excavation		ESR
A	Temporary mine openings, etc.	ca. 3-5
B	Vertical shafts*: i) circular sections ii) rectangular/square section * Dependant of purpose. May be lower than given values.	ca. 2.5 ca. 2.0
C	Permanent mine openings, water tunnels for hydro power (exclude high pressure penstocks) water supply tunnels, pilot tunnels, drifts and headings for large openings.	1.6
D	Minor road and railway tunnels, surge chambers, access tunnels, sewage tunnels, etc.	1.3
E	Power houses, storage rooms, water treatment plants, major road and railway tunnels, civil defence chambers, portals, intersections, etc.	1.0
F	Underground nuclear power stations, railways stations, sports and public facilities, factories, etc.	0.8
G	Very important caverns and underground openings with a long lifetime, ≈ 100 years, or without access for maintenance.	0.5

En el caso del diseño de soporte para el inclinado N °6 se considera un ESR=1.6 para labores permanentes y el ancho del inclinado es de 6pies es decir 1.80mts

- Dimensión equivalente para ancho de 1.80 mts.

$$De = 1.80/1.6 \quad \mathbf{De = 1.125}$$

Tenemos:

TABLA N° 17: Relación Q y De.

Litología	Q	Dimensión equivalente (De)
		Ancho 1.80mts
Intrusivo (Granodiorita)	16	1.125

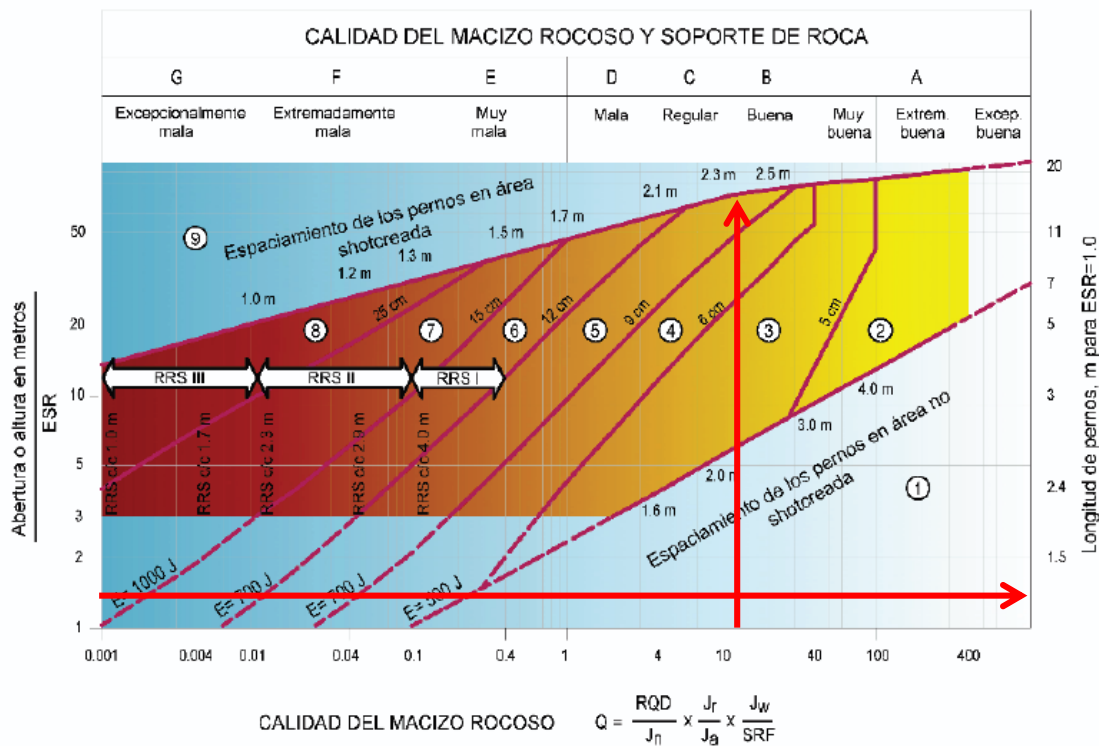


FIGURA N° 10: Diseño de soporte en granodiorita según Q.

Del análisis realizado con el ábaco de Barton, no es necesario de soporte.

Para determinar la longitud mínima de los elementos de sostenimiento se ha empleado el ábaco preparado por Hutchinson (1998) empleando la relación de Lang & Bischoff.

$$longitud = 0.67 \times ancho\ máximo^{0.67}$$

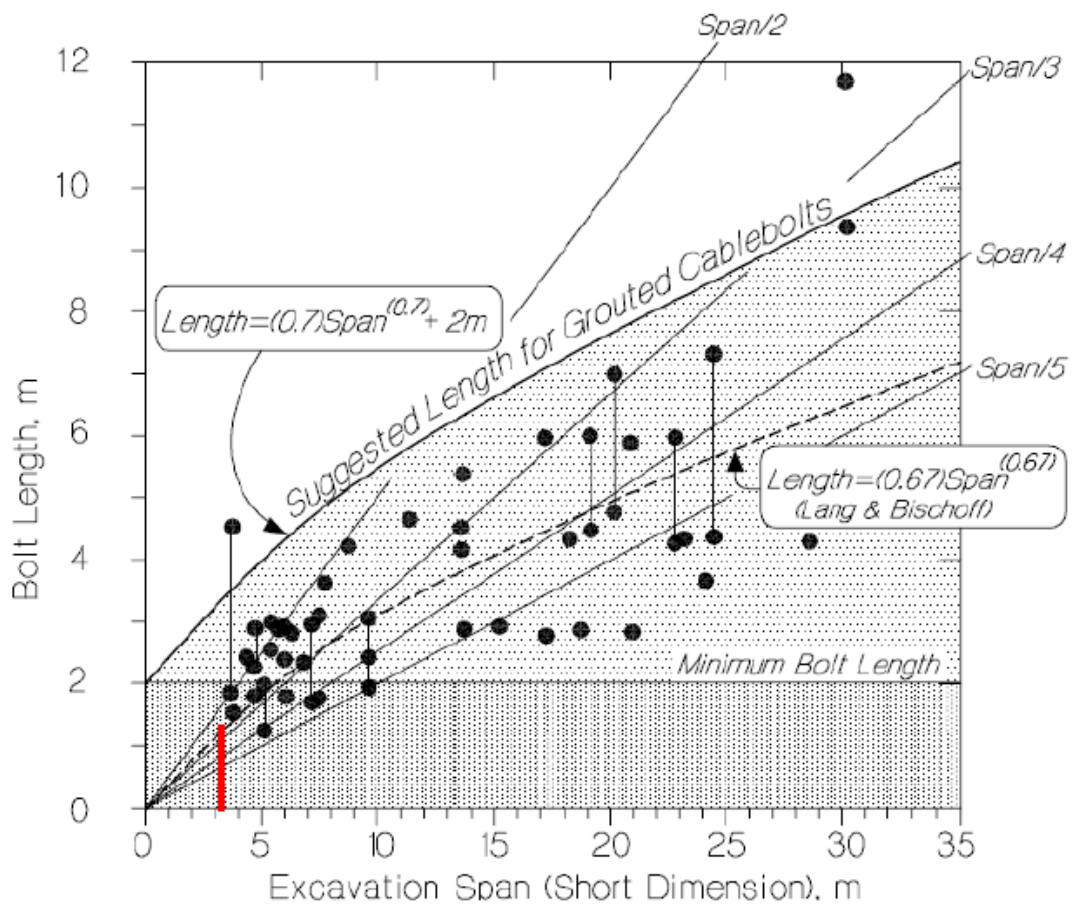


FIGURA N° 11: Cálculo de longitud del elemento de sostenimiento. (Hutchinson-1998)

Para determinar la longitud mínima de los elementos de sostenimiento se ha empleado el ábaco preparado por Hutchinson (1998) empleando la relación de Lang & Bischoff. Como se observa, la longitud teórica de perno resulta ser de 0.8 m. Entonces la recomendación será la colocación de pernos helicoidales de 1mt

El sostenimiento recomendado se muestra en la cuadro 7

TABLA N° 18: Sostenimiento por Q.

Tipo de roca	Ancho de la labor	Sostenimiento
III B	1.80 m (6 pies)	Perno de 1m de largo de manera local.

4.3 ANÁLISIS DE PROBABILIDAD DE FALLA POR MAWDESLEY

Es posible calcular la probabilidad de falla para la zona de análisis, en este caso para el inclinado N° 6, determinando los siguientes:

- ✓ Probabilidad de estabilidad
- ✓ Probabilidad de falla

Se muestra la probabilidad de estabilidad.

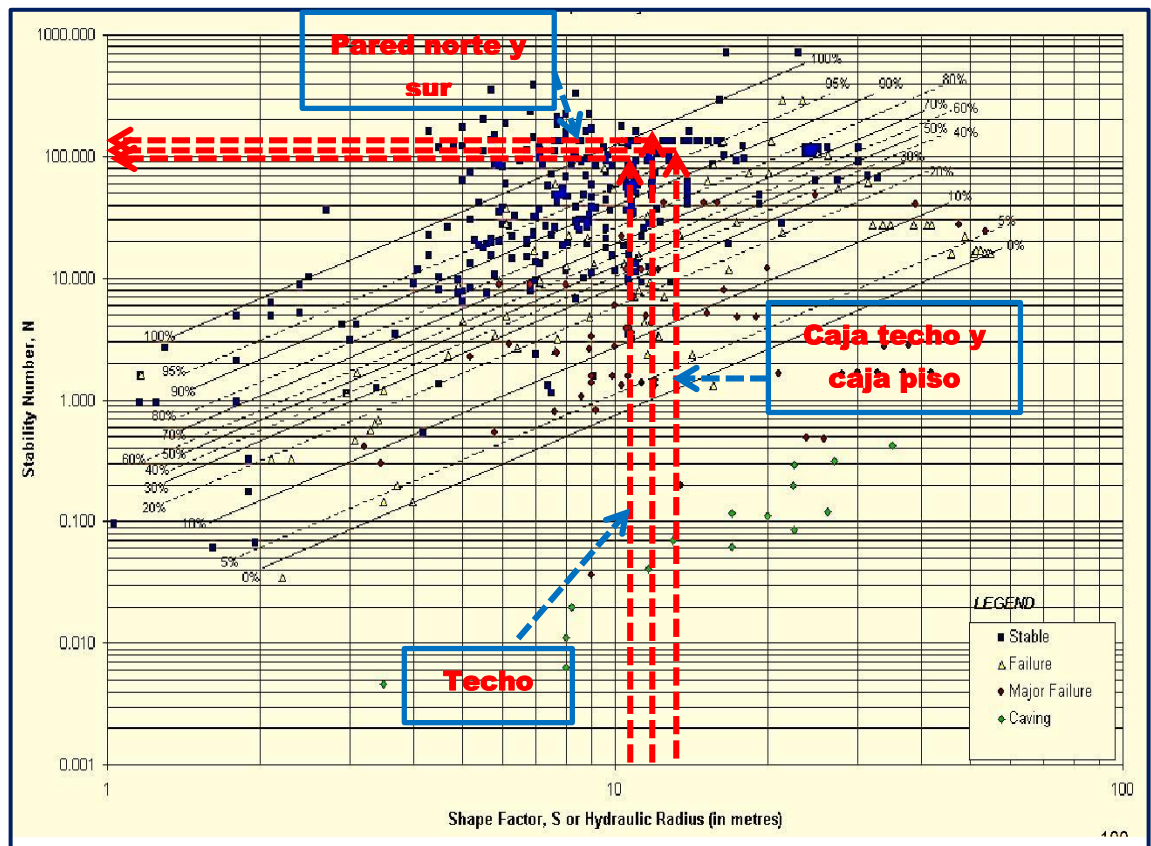


FIGURA N° 12: Contorno “Isoprobabilidad de Estabilidad”, todas las caras.

Se muestra la probabilidad de falla.

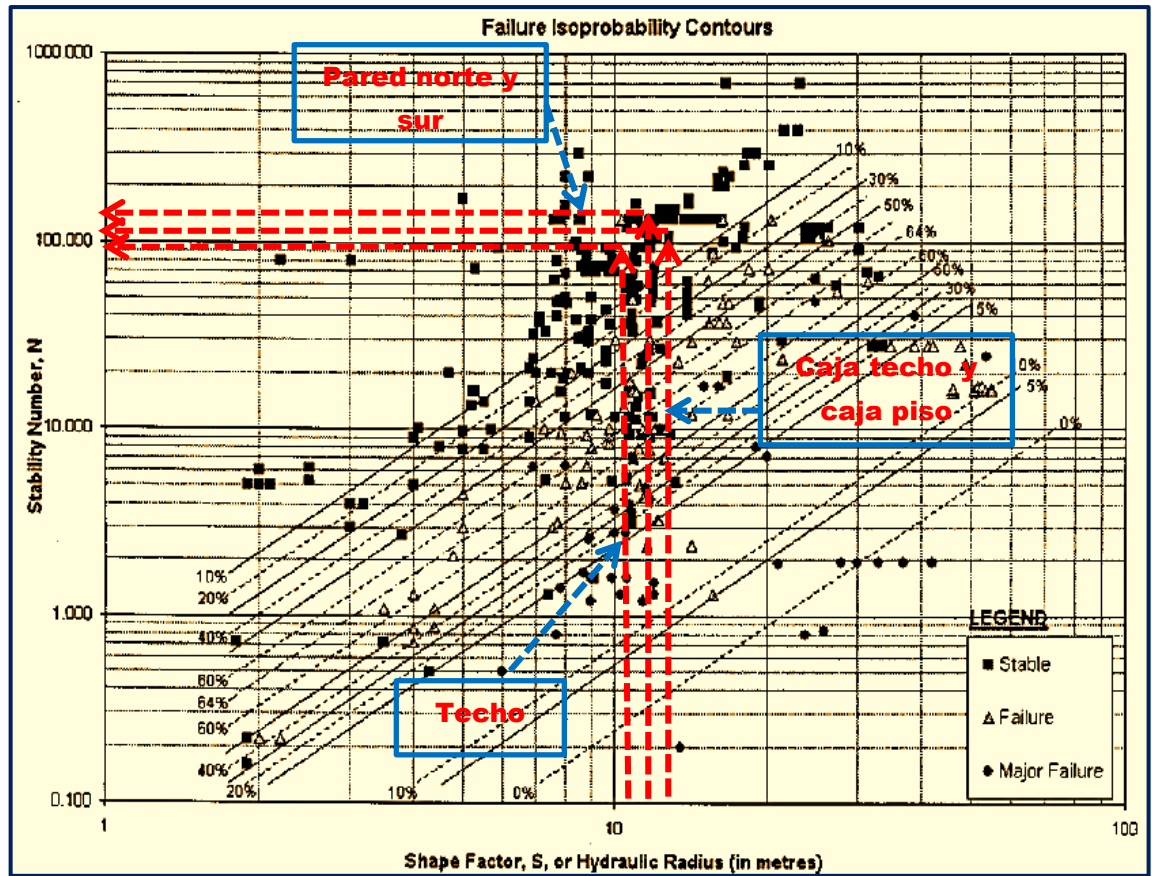


FIGURA N° 13: Contorno “Isoprobabilidad de Falla”, todas las caras.

Finalmente se obtiene de los anteriores 2 gráficos, la siguiente tabla:

TABLA N° 19: resultados obtenidos de probabilidad de falla por Mawdesley.

Superficie	RH	N°Estabilidad - N'	zona de estabilidad	z	logit value-p	Probabilidad estable	Probabilidad Falla
Norte	13.70	146.64	estable	3.14	0.96	98%	0%
Sur	13.70	146.64	estable	3.14	0.96	98%	0%
Yacente	14.58	120.00	estable	2.89	0.95	95%	5%
Colgante	14.58	120.00	estable	2.89	0.95	95%	5%
Techo	11.84	100.00	estable	3.05	0.95	96%	5%

4.4 Modelamiento numérico

4.4.1 Parámetros de resistencia de la masa rocosa

Para estimar los parámetros de resistencia de la masa rocosa, se utilizó el criterio de falla de Hoek & Brown (2002, 2006), con el programa ROCDATA de Rocscience Inc. (2007). Para ello se tomaron los valores más representativos de la masa rocosa presente. (Ver cuadro siguiente).

TABLA N° 20: Parámetros de resistencia de la masa rocosa, con RocData.

Litología	GSI	σ_c MPa	γ (Kn/M3)	"mi"	m_b	s	a	E_{mr} MPa	v
Intrusivo (granodiorita)	78.98	107.12	2.7	27	7.726	0.0414	0.501	18761.79	0.3

4.4.2 Esfuerzos in-situ

La profundidad de esta labor desde superficie es de alrededor de 300 m.

Se ha estimado el esfuerzo vertical a partir del criterio de carga litostática (Hoek & Brown, 1978), considerando profundidades máximas de 300 antes señalada. Según este criterio, el esfuerzo vertical in-situ resulta aproximadamente de 8.1 MPa. La constante "k" (relación de los esfuerzos horizontal a vertical) para determinar el esfuerzo in-situ horizontal fue tomada como $k = 0.5$. Con $k = 0.5$ se obtienen esfuerzos in-situ horizontales de 4.05. MPa. Por otro lado, utilizando el criterio de Sheorey (1994), los esfuerzos in-situ horizontales estarían en el rango de 6.63. MPa.

4.4.3 Simulación de esfuerzos inducidos para el inclinado N° 6

Con el fin de verificar el comportamiento del soporte estimado con el ábaco de Barton, (no es necesario soporte), se va realizar un análisis tensodeformacional con el software phase 2 para verificar el comportamiento del soporte estimado.

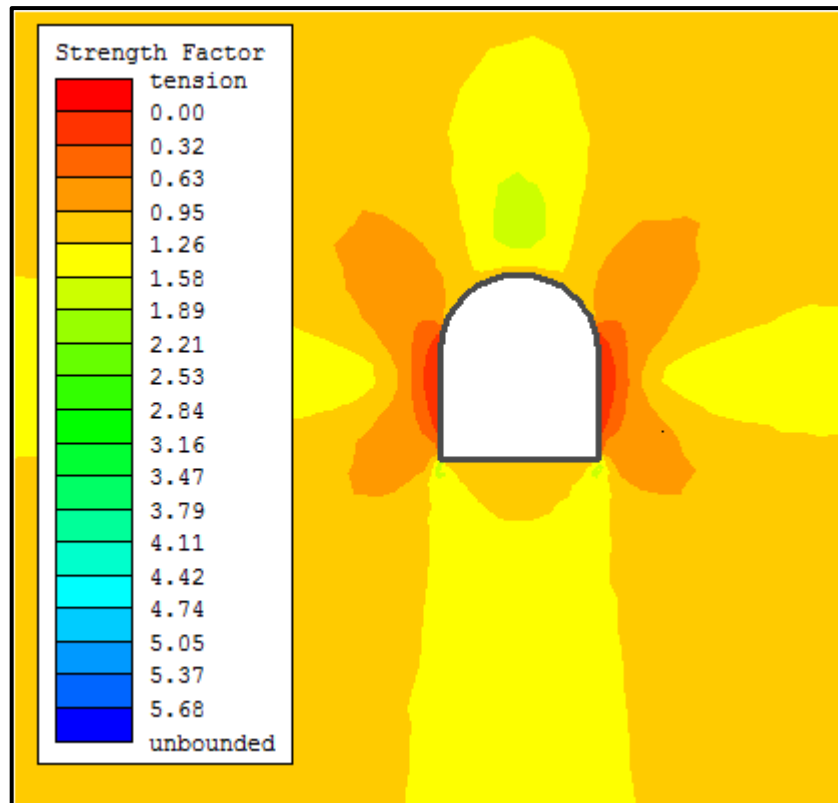


FIGURA N° 14: Simulación sin sostenimiento en la parte superior del inclinado N° 6.

En el presente gráfico no existen zonas inseguras en la corona de la labor, lo que comprueba según Barton.

4.4.4 Simulación de esfuerzos inducidos para la veta esperanza

La veta esperanza se encuentra, de alguna manera, afectada por el inclinado N° 6 de acuerdo a los esfuerzos inducidos, a continuación se muestra los factores de seguridad, los valores sigma y la dirección de esfuerzos más influyentes en cada etapa de su explotación.

CÁMARA INICIAL

Realizada nuestra interpretación se definen primero contornos límites para el factor de seguridad por defecto de Diseño, 1.2, por cada etapa.

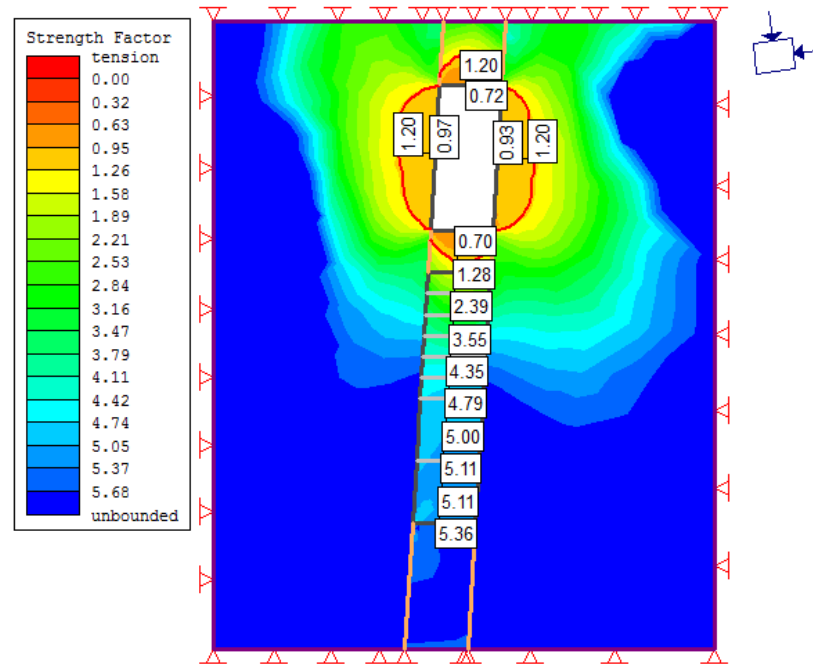


FIGURA Nº 15: Factor De Seguridad inicial en contornos de la excavación y roca mineral antes de iniciar explotación.

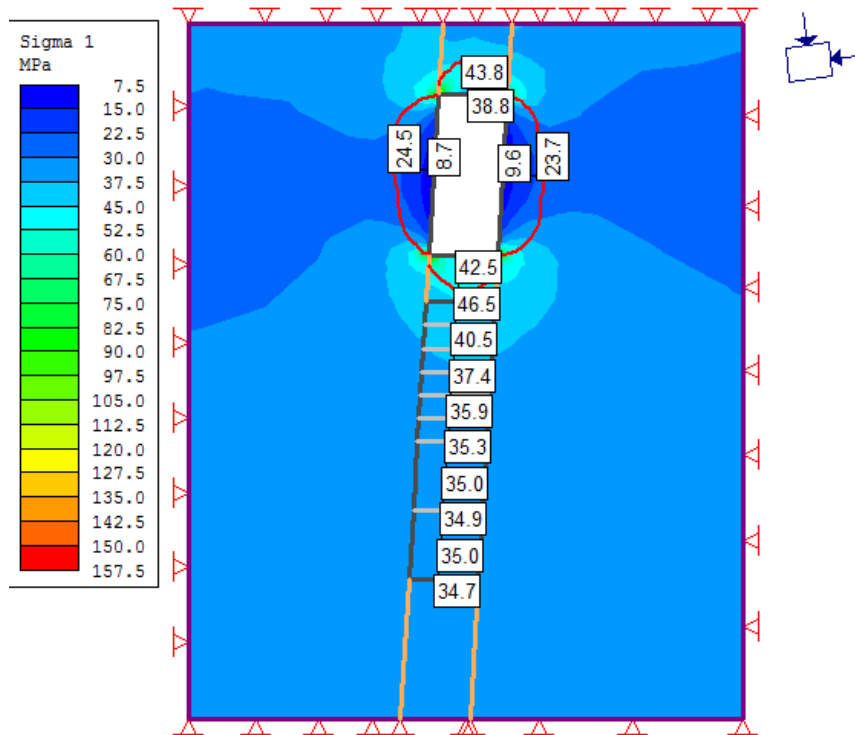


FIGURA N° 16: Valores de Sigma 1 inicial, en contornos de la excavación y roca mineral antes de iniciar explotación.

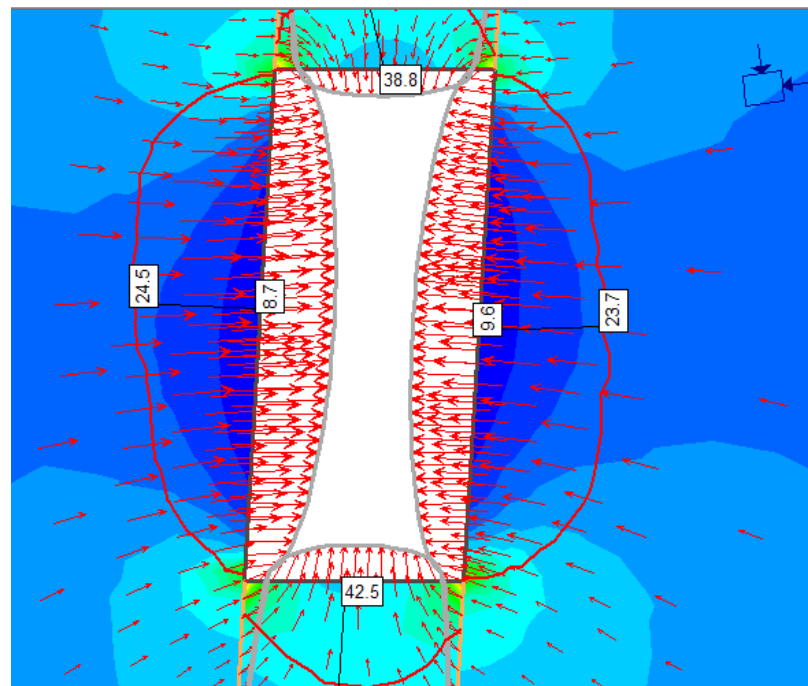


FIGURA N° 17: Direcciones de deformación.

ETAPA 1

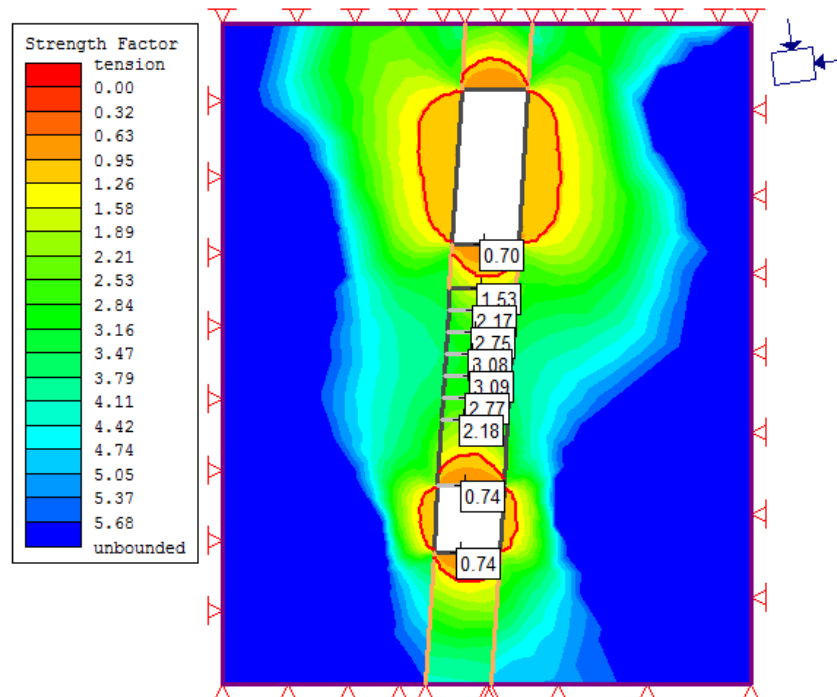


FIGURA N° 18: Factor De Seguridad Corte 1 en contornos de la excavación y puente o pilar.

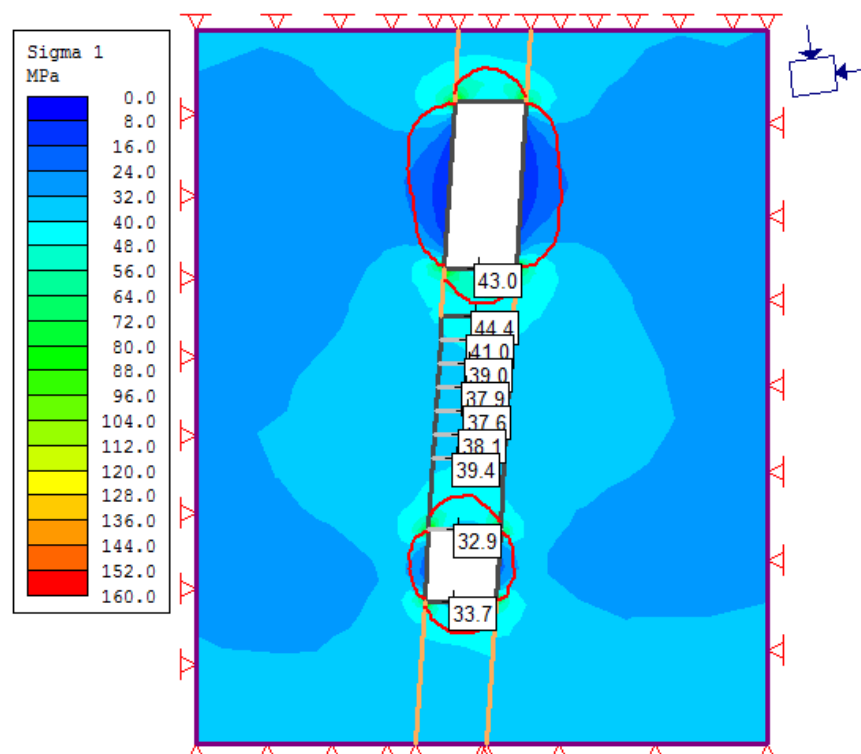


FIGURA N° 19: Valores de Sigma 1 corte 1, en contornos de las excavaciones y Pilar.

ETAPA 2

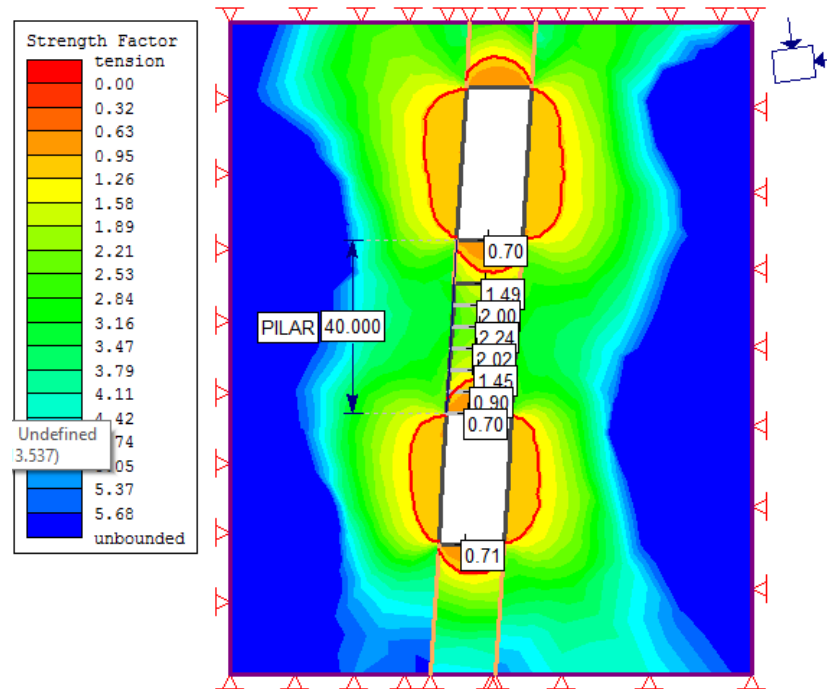


FIGURA N° 20: Factor De Seguridad Corte 2 en contornos de la excavación y puente o pilar (fuente: Phase2)

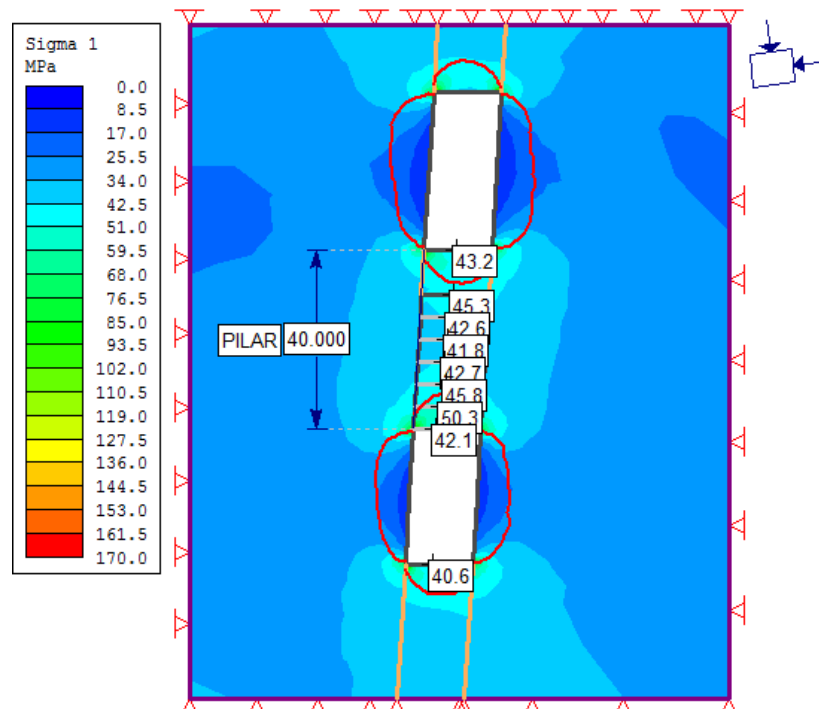


FIGURA N° 21: Valores de Sigma 1 corte 2, en contornos de las excavaciones y Pilar

ETAPA 3

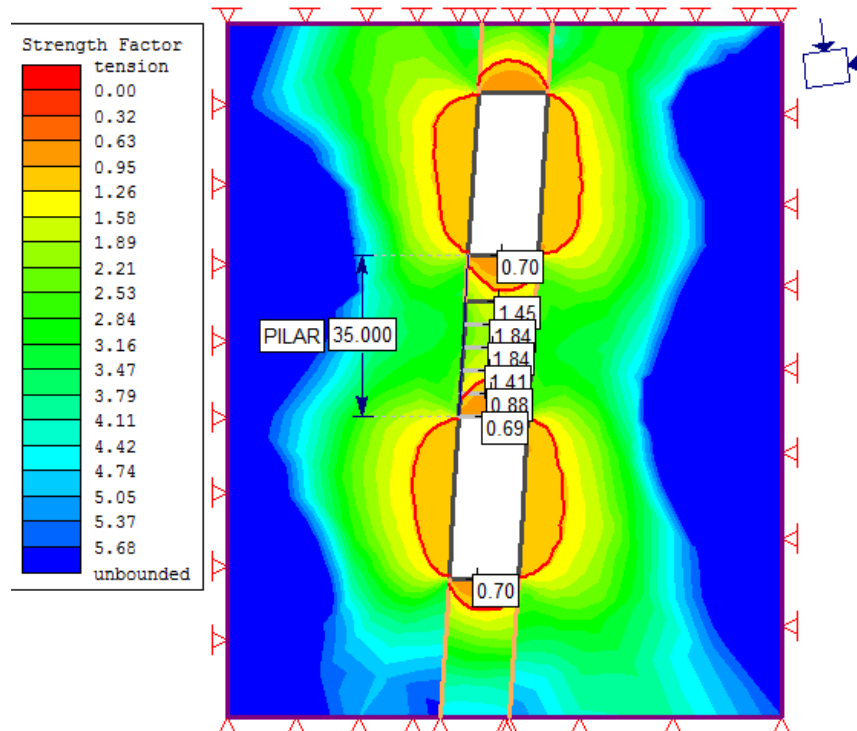


FIGURA Nº 22: Factor De Seguridad Corte 3 en contornos de la excavación y puente o pilar.

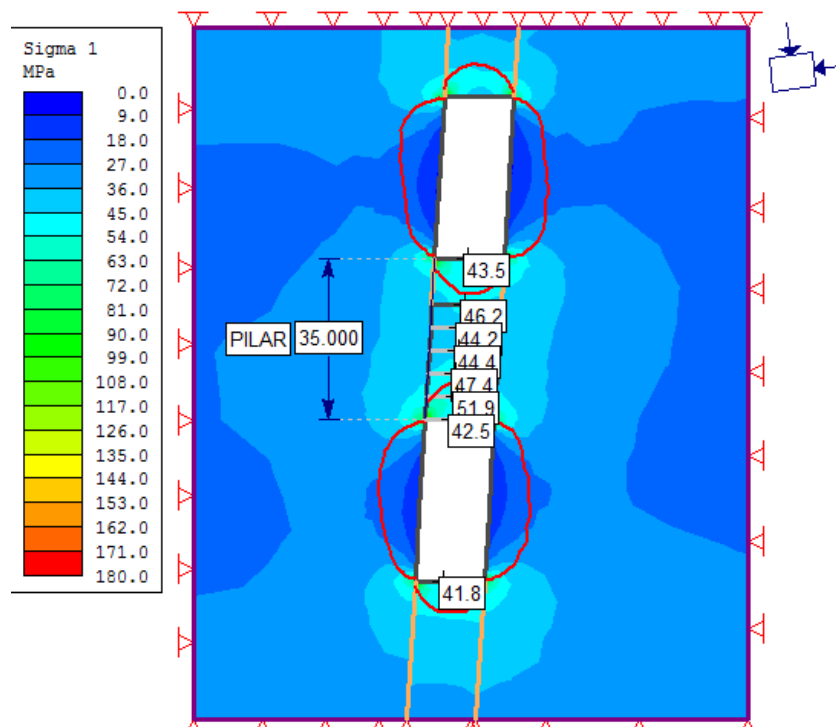


FIGURA Nº 23: Valores de Sigma 1 corte 3, en contornos de las excavaciones y Pilar.

ETAPA 4

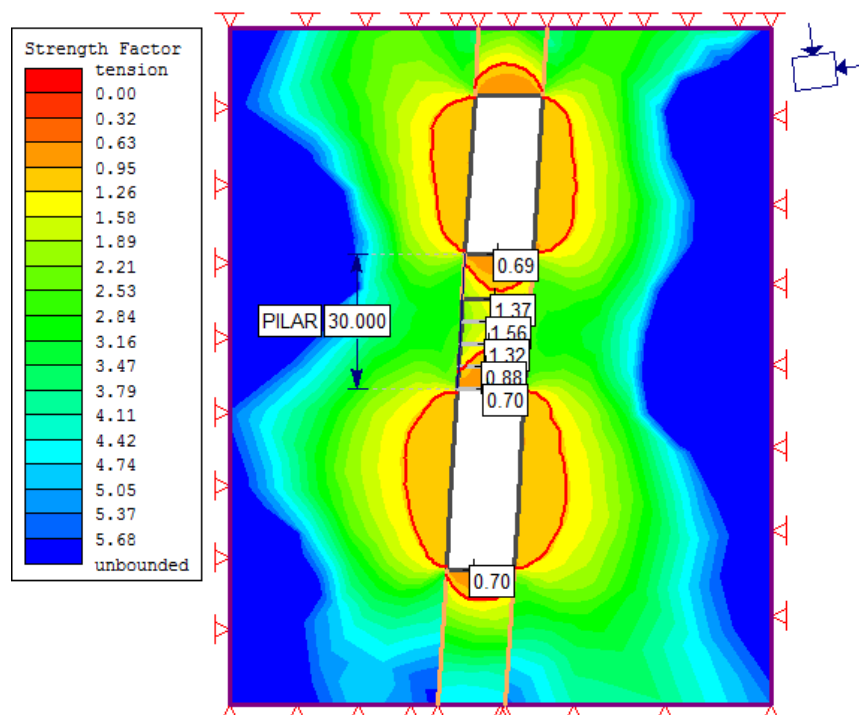


FIGURA N° 24: Factor De Seguridad Corte 4 en contornos de la excavación y puente o pilar.

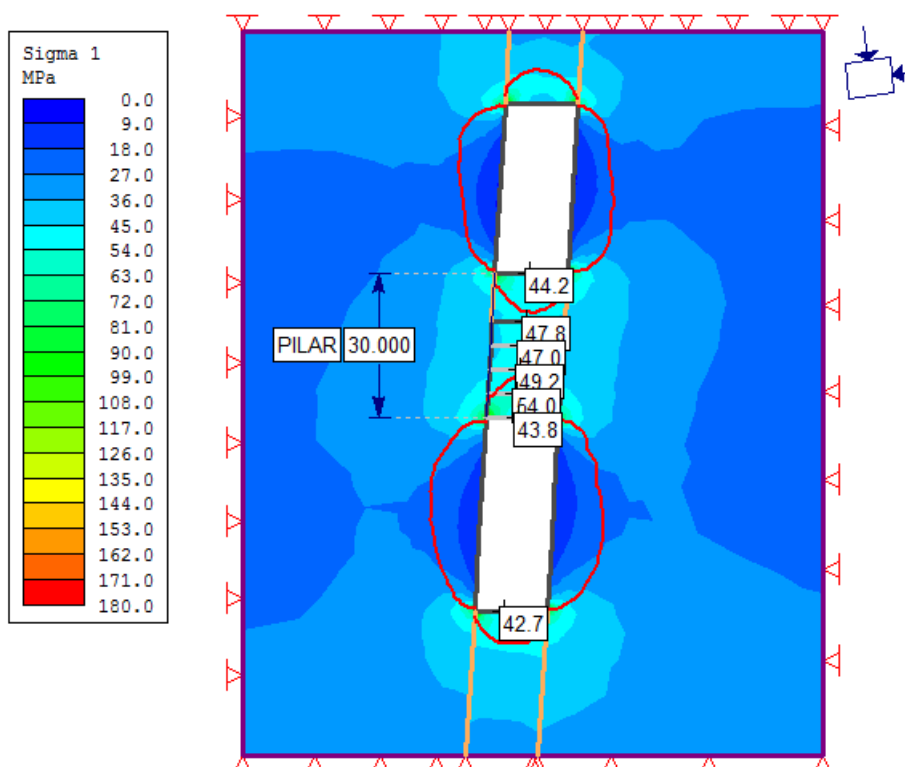


FIGURA N° 25: Valores de Sigma 1 corte 4, en contornos de las excavaciones y Pilar.

ETAPA 5

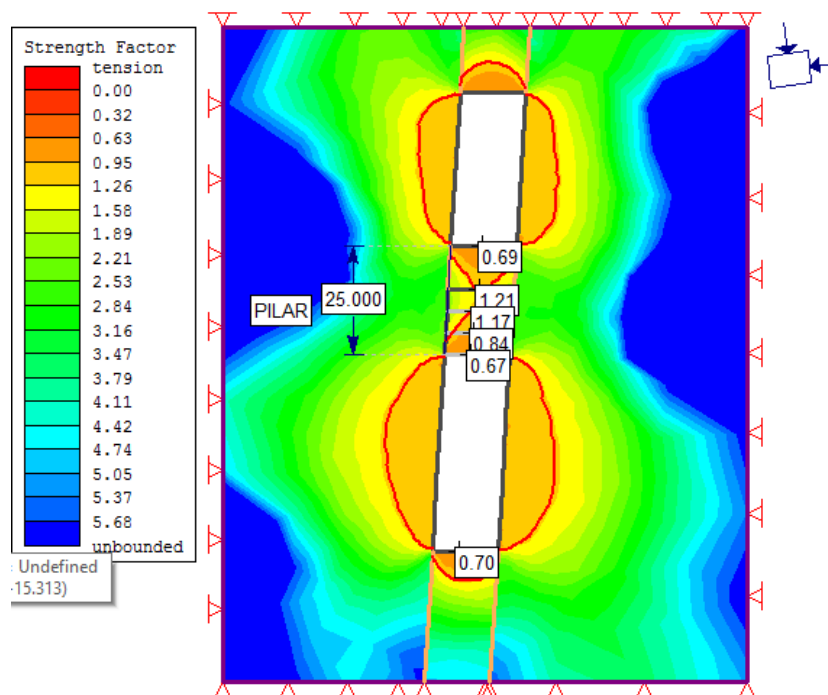


FIGURA N° 26: Factor de Seguridad Corte 5 en contornos de la excavación y puente o pilar

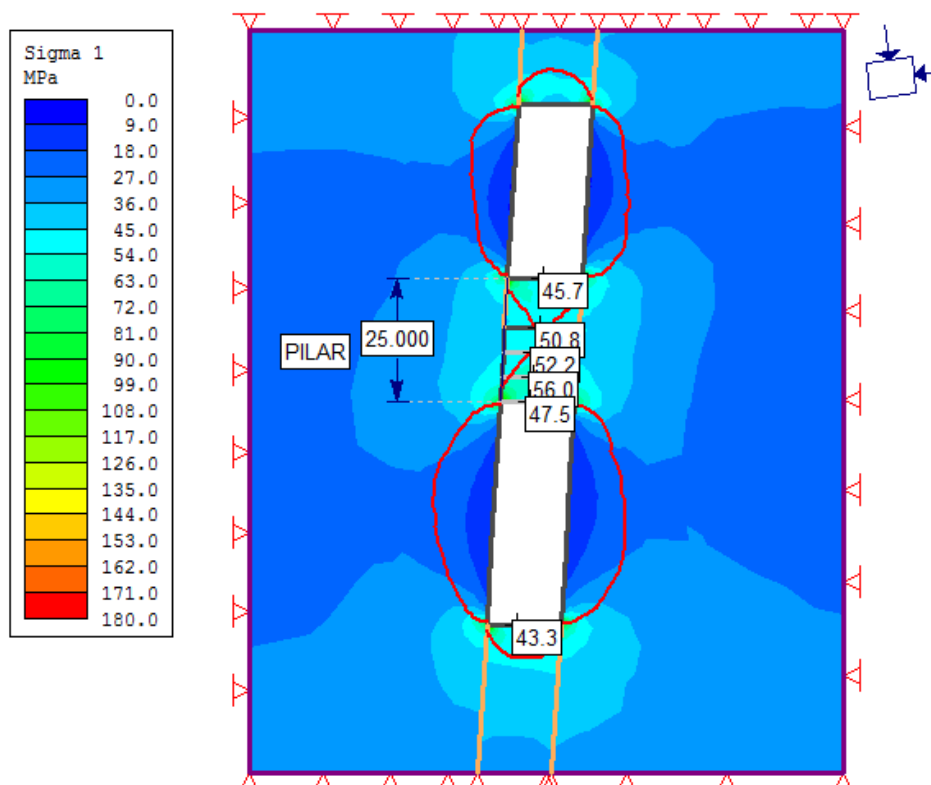


FIGURA N° 27: Valores de Sigma 1 corte 5, en contornos de las excavaciones y Pilar.

ETAPA 6

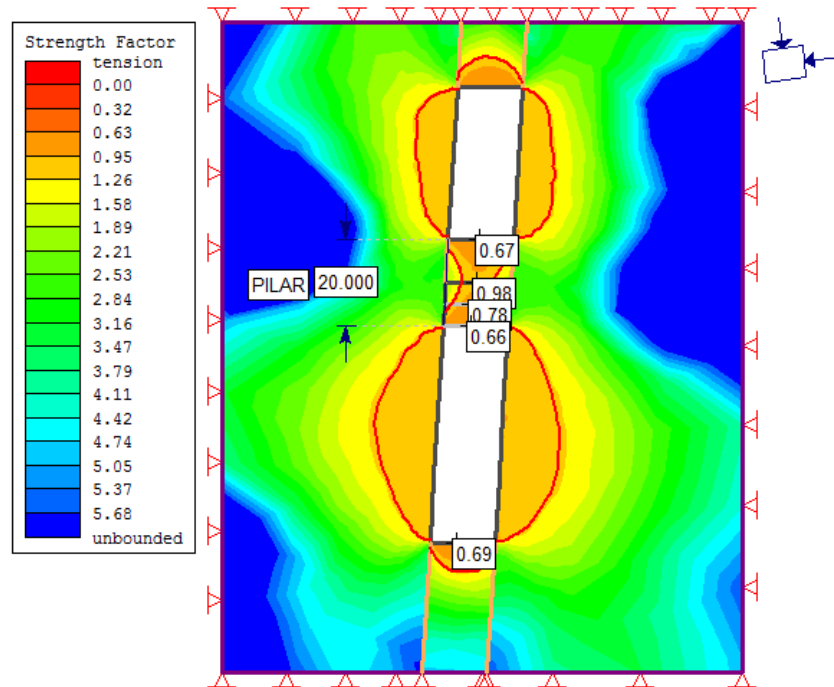


FIGURA N° 28: Factor de Seguridad Corte 6 en contornos de la excavación y pilar

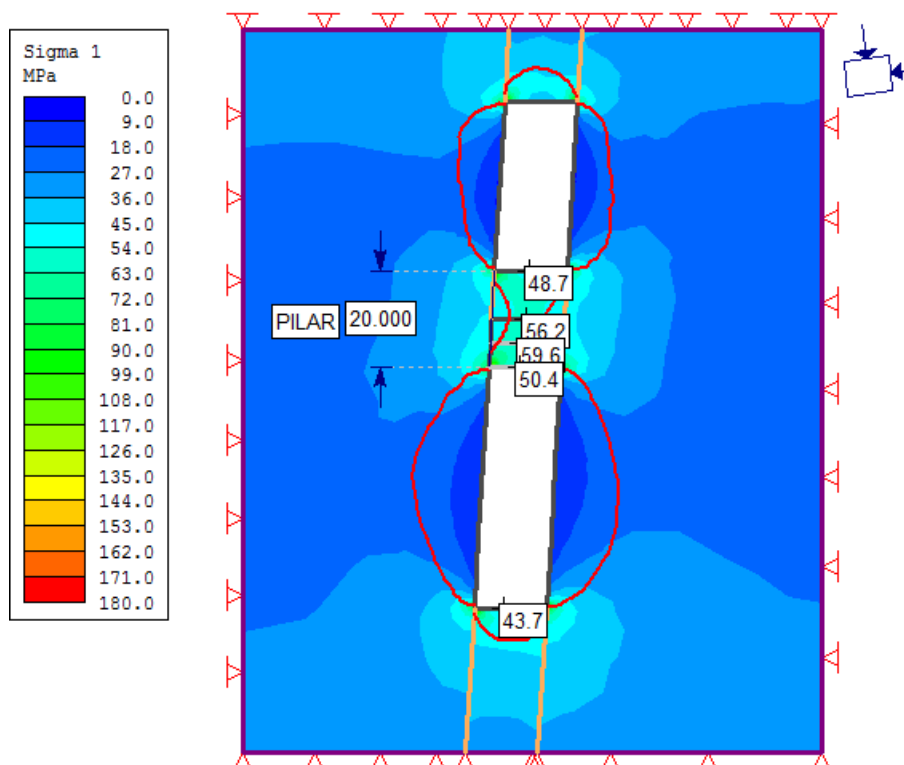


FIGURA N° 29: Valores de Sigma 1 corte 6, en contornos de las excavaciones y Pilar.

ETAPA 7

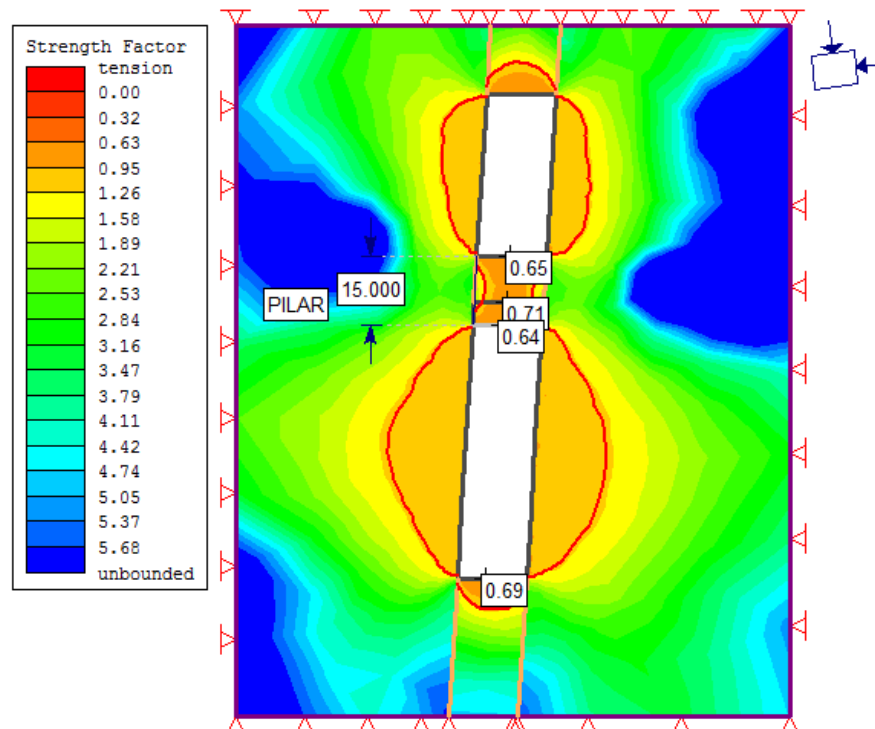


FIGURA N° 30: Factor de Seguridad Corte 7 en contornos de la excavación y pilar

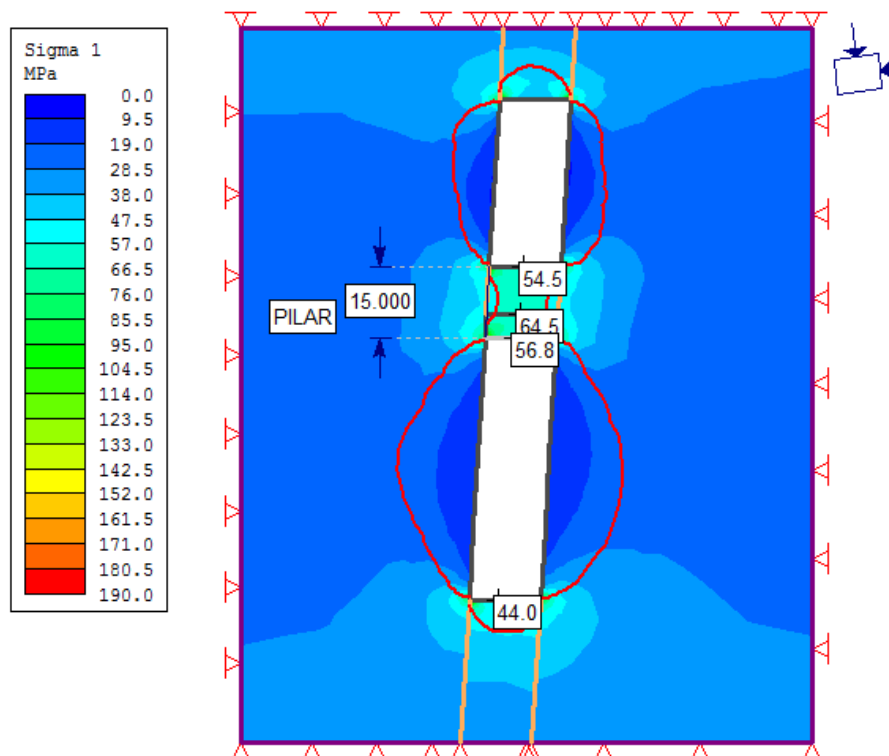


FIGURA N° 31: Valores de Sigma 1 corte 7, en contornos de las excavaciones y Pilar

ETAPA 8

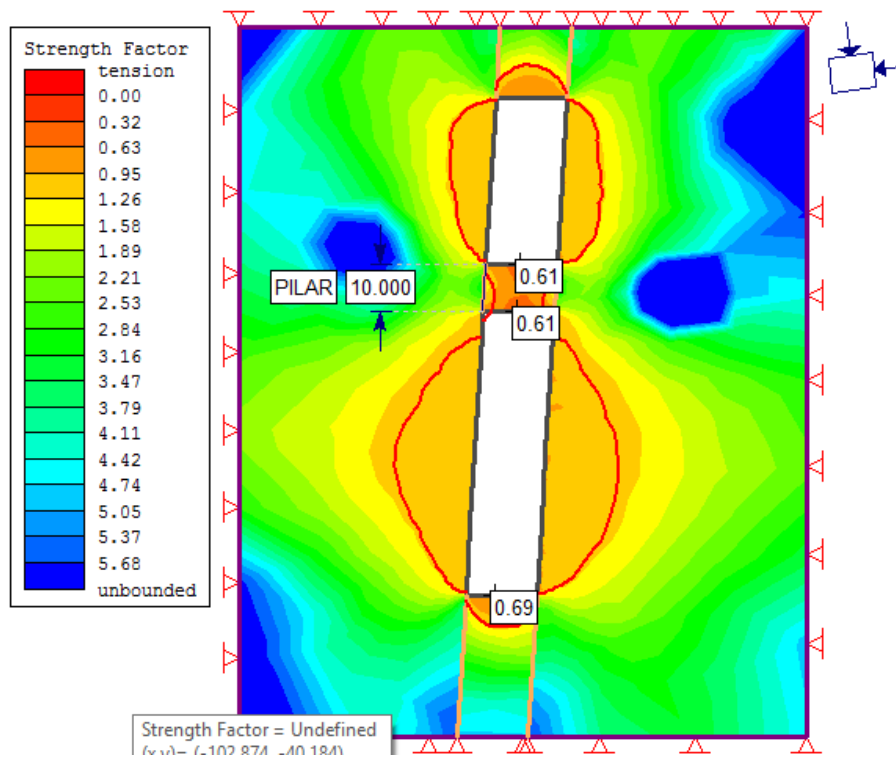


FIGURA N° 32: Factor de Seguridad Corte 8 en contornos de la excavación y pilar

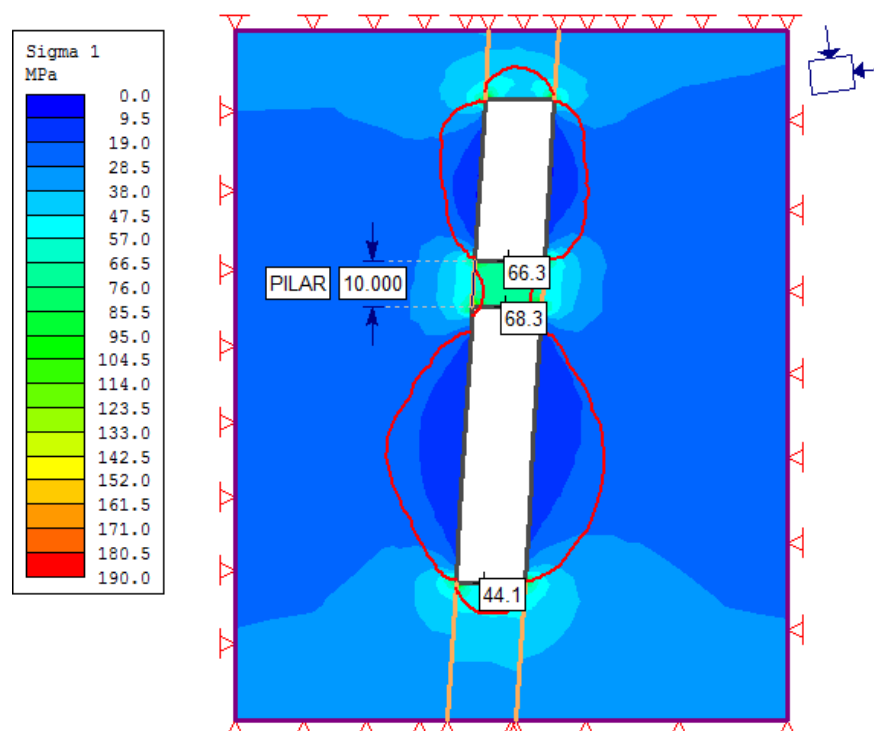


FIGURA N° 33: Valores de Sigma 1 corte 8, en contornos de las excavaciones y Pilar

ANALISIS DEL SOSTENIMIENTO CON RELLENO HIDRAULICO

Una vez concluido con todas las etapas de corte, se procedió a rellenar todas las aberturas.

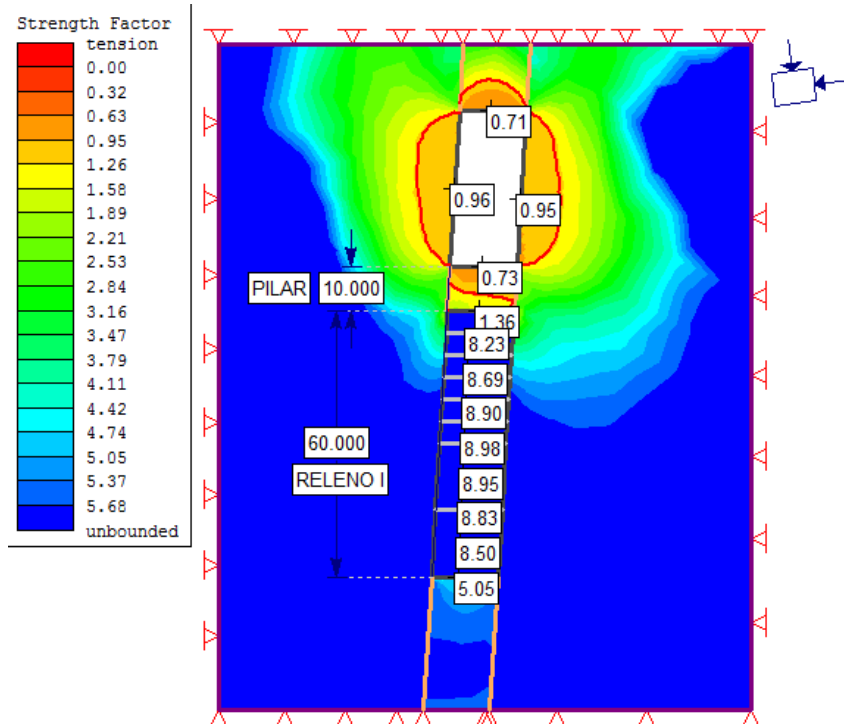


FIGURA N° 34: Relleno Hidráulico 1. Factor Seguridad

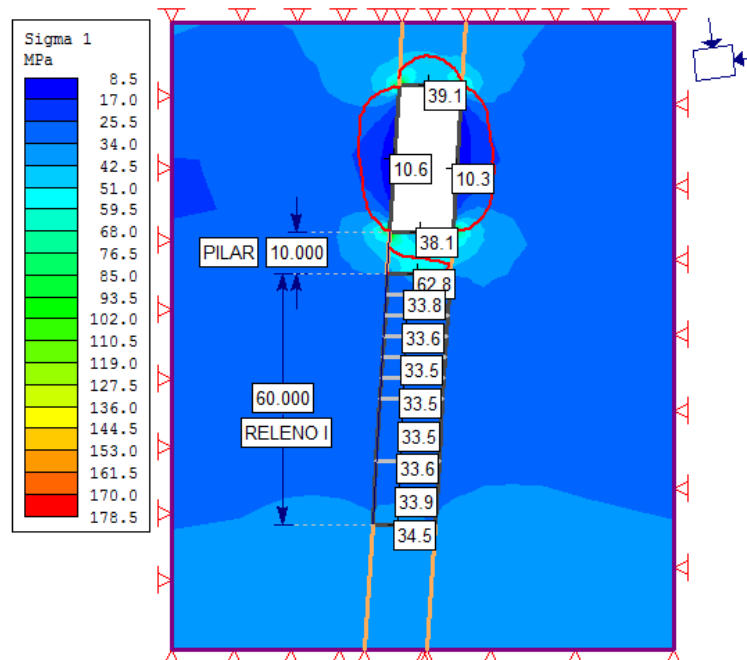


FIGURA N° 35: Relleno Hidráulico 1. Sigma 1

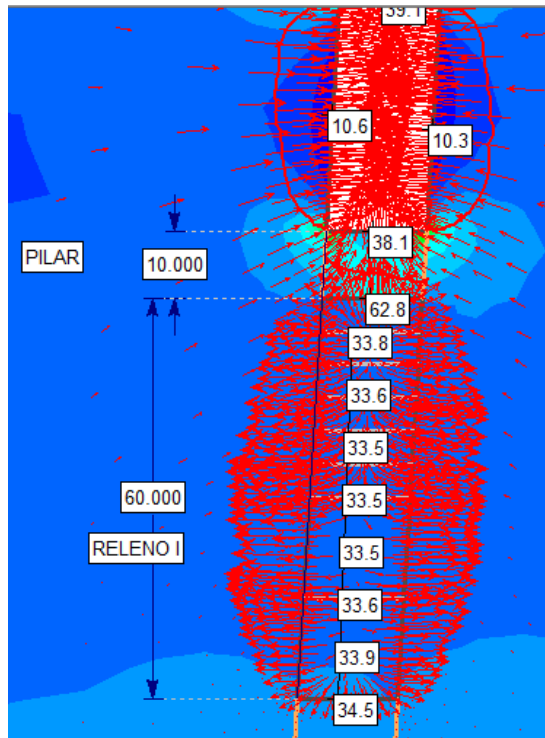


FIGURA Nº 36: Dirección de la deformación. Se invierte en esta etapa de relleno.

RELLENO HIDRAULICO II

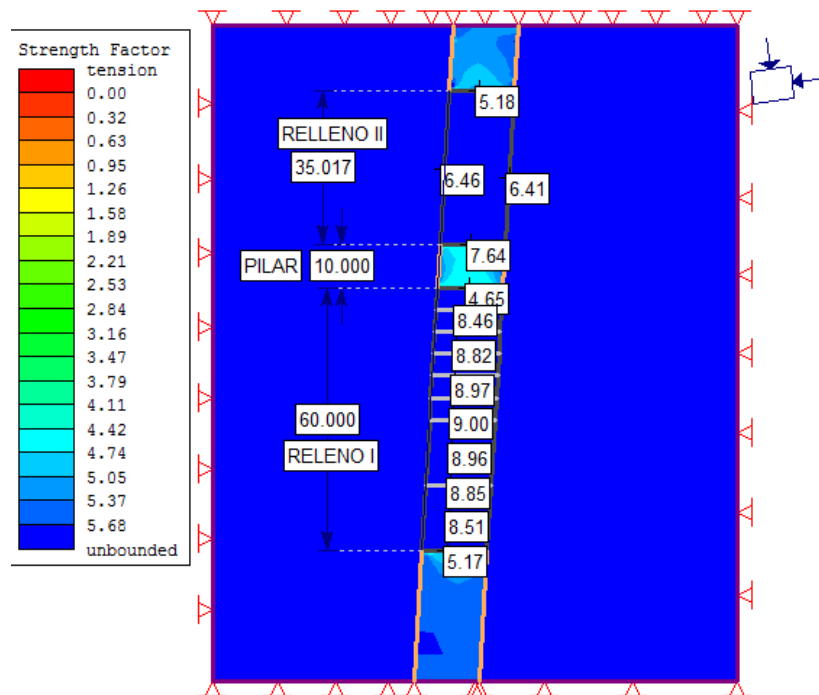


FIGURA Nº 37: Relleno Hidráulico 2. Factor Seguridad

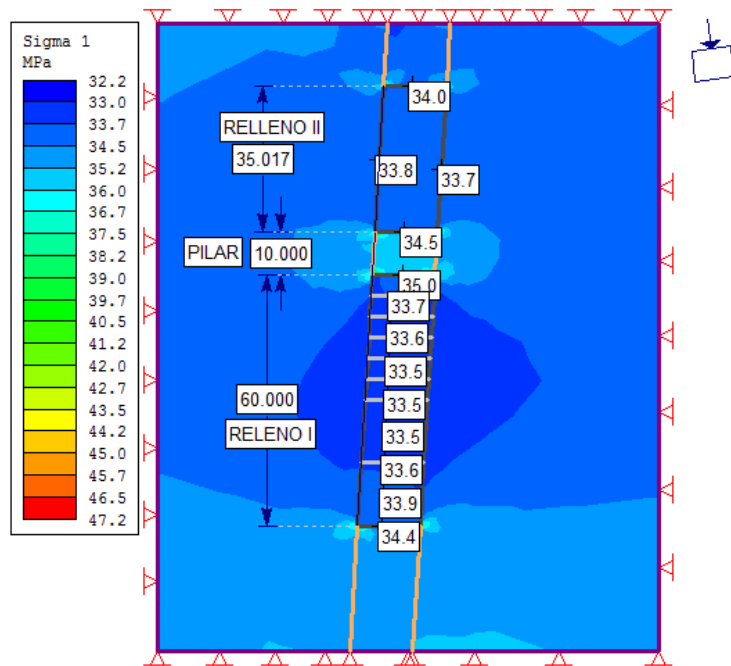


FIGURA N° 38: Relleno Hidráulico 2. Sigma 1

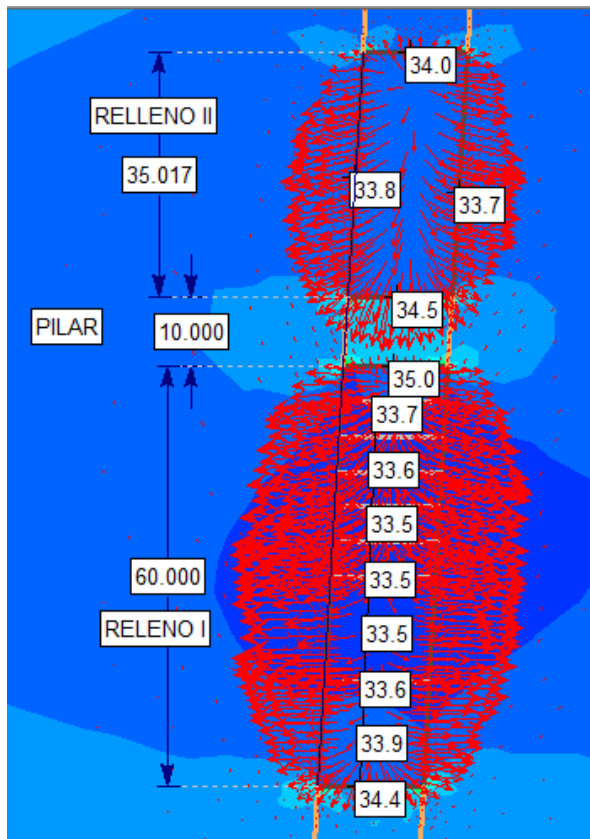


FIGURA N° 39: Dirección de la deformación. Se invierte en esta etapa de relleno

Capítulo 6: Resultados

- Según el RMR 89, se obtuvo una roca del tipo III B (regular).
- De acuerdo a la figura N°8, la construcción del inclinado es favorable por ser perpendicular a la orientación de las discontinuidades predominantes.
- Según el Q de Barton (figura N° 9), se determinó que no es necesario de sostenimiento en la corona, y si hubiera debe ser manera ocasional.
- Además la longitud del elemento de sostenimiento deber ser de 1m (en caso se disponga) según Hutchinson-1998, ver figura N° 10.
- Los parámetros de resistencia de la masa rocosa se muestran en la tabla N°19, siendo estos calculados con el software ROCDATA, los cuales serán necesarios para la entrada de datos al software Phase2.
- De acuerdo a la figura N°11, se confirma la recomendación según Barton en la corona; además se observa que en los hastiales requiere de sostenimiento, por tener FACTORES DE SEGURIDA<1.
- Según el análisis de la explotación en la veta esperanza el corte gradual en la parte inferior y el relleno hidráulico, se evaluó cada valor con respecto al factor de seguridad del proyecto cuyo valor es 1.20

TABLA N° 21: Evaluación de estabilidad de los cortes.

ETAPA DE EXCAVACION	ALTURA (m)	SIGMA 1(Mpa) promedio en pilar	F.S.(MPa) promedio en pilar	ESTABILIDAD FS>1.2
inicio		37.770	3.764	Estable
ETAPA 1	55	39.256	2.112	Estable
ETAPA 2	40	44.225	1.438	Estable
ETAPA 3	35	45.729	1.259	Estable

ETAPA 4	30	47.667	1.087	Inestable
ETAPA 5	25	50.440	0.916	Inestable
ETAPA 6	20	53.725	0.773	Inestable
ETAPA 7	15	58.600	0.667	Inestable
ETAPA 8	10	67.300	0.610	Inestable
relleno hidráulico I	---	37.080	6.822	Estable
relleno hidráulico II	---			Estable

La labor subterránea es estable hasta la etapa 3, es decir que la altura mínima del pilar es de 35 m. a partir de la etapa 4 es inestable hasta terminar todas las etapas. Para el caso del relleno hidráulico, ya sea solamente a los cortes o también a la galería superior, todo nuevamente se estabiliza.

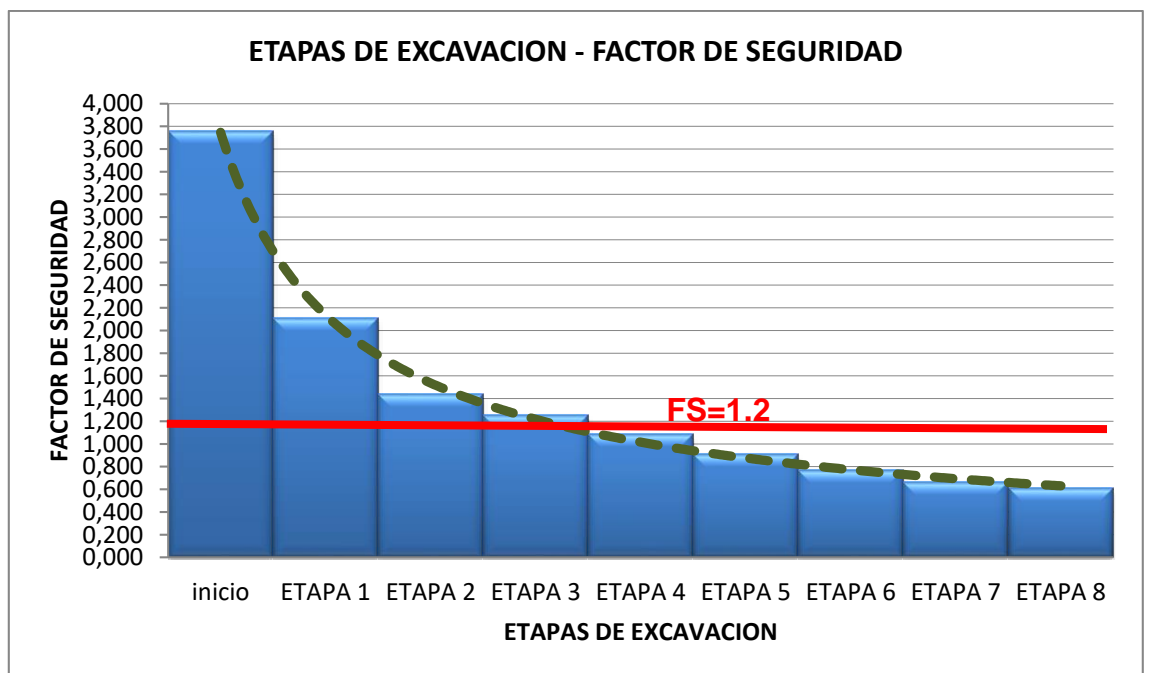


FIGURA Nº 40: Tendencia en la variación del factor de seguridad a través de todas las etapas de excavación

Capítulo 7: Conclusiones y Recomendaciones

Según los resultados obtenidos:

- Concluimos, que por ser una roca del tipo regular a buena y además la dirección de la excavación es, de alguna manera, perpendicular al rumbo de las discontinuidades, la excavación es favorable y no será necesario de sostenimiento en corona; caso contrario ocurre en los hastiales pudiendo colocar pernos de hasta 2 metros en algunos puntos.
- Se recomienda a futuras excavaciones, tener una dirección de Norte a Sur o también de Este a Oeste, siendo estas las más favorables en cuanto a la estabilidad.
- Para la determinación de parámetros del macizo rocoso, es recomendable contar con un laboratorio exclusivo, de tal manera que los datos sean más certeros a la hora de estimar.
- El relleno hidráulico I, estabiliza todos los cortes realizados en las distintas etapas, con un factor de seguridad muy alto. (ver tabla N° 7).
- Se recomienda usar relleno hidráulico después de finalizar “cada etapa” de excavación y no al final, ya que esto aumentaría el F.S. y por ende sería más segura la explotación.

Bibliografía

- ✓ OSINERGMIN, *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas.*
- ✓ Hoek, E & Brown, E. T. (1985). *Excavaciones subterráneas en roca.* Mexico: McGRAW-HILL.
- ✓ Rodríguez, G (2019). *Material de apoyo y presentaciones del curso: Geomecánica Superficial y Subterránea, Centro Geotécnico Internacional (CGI).* Perú.
- ✓ Daniel Mateo Díaz Blandón. (2015). *Estado Tensional en Macizos de Rocas Lodosas de la Cordillera Oriental Colombiana.* Universidad Nacional de Colombia. Bogotá, Colombia.
- ✓ Gonzales de Vallejo, L. (2004). *Ingeniería Geológica.* España: Pearsons Education.
- ✓ Ramirez Oyanguren ,P & Alejano Monge,L. (2004). *Mecánica de rocas: Fundamento e Ingeniería de Taludes.* España.

Anexos

Anexo 1

Estándares, normas, reglamentos y pautas de ingeniería

- Normas EFNARC – European Federation of National Associations Representing for Concrete.

En la aplicación del sistema Q de Barton incluye factores de reforzamiento de los hastiales del inclinado con concreto lanzado, dependiendo a su vez de la calidad del macizo rocoso.

- Estimación de Sostenimiento por Métodos Empíricos (sistemas RMR y Q).

Para poder determinar una aproximación del sostenimiento del inclinado junto con las características del macizo rocoso, resulta ser una herramienta muy útil para determinar algunos costos iniciales de sostenimiento.

- Índice GSI.

Necesario para evaluar estructura geológica y condición de la superficie de las juntas.

- Índice ESR.

Es un factor que clasifica al inclinado como una excavación, ya sea temporal, permanente, de almacenamiento u otros usos.

- Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería (D.S. 023 – 2017 MINEM).

Cumplimiento de parámetros del reglamento que tienen influencia en distintos factores a la hora del diseño y evaluación geomecánica (ventilación, geometría de labores, entre otros) dando restricciones para garantizar la seguridad.

- Manual de Estándares y Procedimientos de la Sociedad Minera de Responsabilidad Limitada GEDEON S.A.

Es de resaltar los Estándares y Procedimientos de Trabajo a seguir, tales como los de: Inspección de una Labor, Sostenimiento con Pernos Split Set, Conexión de Labores y Mapeo Geomecánico.

Anexo 2

Restricciones múltiples realistas

- Disponibilidad limitada de información de los parámetros y características de análisis geomecánicos.

Como la falta de sondajes para la estimación de unos de los cuerpos del yacimiento o estudios de geomecánica.

- Zonas de tierras pertenecientes a los Andes, con alta actividad sísmica.

Falta de información para la identificación y análisis del riesgo sísmico asociado a la ocurrencia de fenómenos naturales tales como terremotos, reactivación de fallas y fenómenos tectónicos.

- Variabilidad e imprevisibilidad del precio de los metales.

La compleja identificación de los agentes que participan en el mercado de los metales relacionados al yacimiento polimetálico afectando su oferta y demanda en el contexto mundial.

- La disponibilidad del tiempo, requiere un planteamiento detallado de todo el cronograma del proyecto geomecánico.

La gestión del tiempo para agendar actividades con mayor prioridad, desglosando así una serie de actividades que se realizan en el cronograma del desarrollo del proyecto.

Anexo 3

CRONOGRAMA

TABLA N° 22: Cronograma de desarrollo del proyecto

Tiempo	Agosto		Setiembre				Octubre				Noviembre				Diciembre	
Actividades	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2
<i>Acopio de la Información Bibliográfica</i>	x	x	x													
<i>Realizar el Mapeo Geomecánico para determinar las propiedades de la roca.</i>				x	x											
Primer Control de Calidad						x										
<i>Identificar las posibles zonas de debilidad, discontinuidades y presencia de agua.</i>							x	x								
<i>Búsqueda y análisis de Papers de Bibliotecas Internacionales respectivas (Web of Science)</i>	x	x	x	x	x	x	x	x	x							
<i>Procedimientos Operacionales de Gabinete</i>									x							
Segundo Control de Calidad										x						
<i>Determinar los niveles de esfuerzo presentes en la zona de trabajo.</i>											x	x				
<i>Estructuración de Resultados.</i>												x	x	x		
<i>Determinar el Factor de Seguridad para el control de la estabilidad de la excavación.</i>														x	x	
<i>Preparación del Proyecto - Diseño y Evaluación.</i>	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	
Presentación del Capstone Project (Miércoles 11 de diciembre del 2019)																x

Anexo 4

PRESUPUESTO

TABLA N° 23: Presupuesto básico para la elaboración del proyecto

Tiempo	Agosto		Setiembre				Octubre				Noviembre				Diciembre	
Actividades	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2
Acopio de la Información Bibliográfica	10	10	10													
Realizar el Mapeo Geomecánico para determinar las propiedades de la roca.				150	150											
Primer Control de Calidad						10										
Identificar las posibles zonas de debilidad, discontinuidades y presencia de agua.							150	150								
Búsqueda y análisis de Papers de Bibliotecas Internacionales respectivas (Web of Science)	5	5	5	5	5	5	5	5	5							
Procedimientos Operacionales de Gabinete									20							
Segundo Control de Calidad										10						
Determinar los niveles de esfuerzo presentes en la zona de trabajo.											150	150				
Estructuración de Resultados.											30	30	30			
Determinar el Factor de Seguridad para el control de la estabilidad de la excavación.														20	20	
Preparación del Proyecto - Diseño y Evaluación.	5	5	8	8	8	8	10	10	10	10	8	8	8	8	8	
Presentación del Capstone Project (Miércoles 11 de diciembre del 2019)																10
											TOTAL S/.				1277	

Los presupuestos ligeramente altos, incluye lo que son viáticos y estancia de 02 (dos) personas por días de trabajo.

Anexo 5

TABLA N° 24: Guía para el mapeo geomecánico

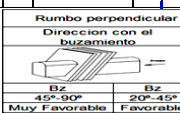
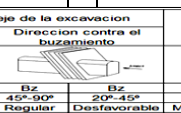
Persistenc.	Descripción	Símbolo
	No se ve las terminaciones de la estructura	0
	Se ve una terminación de la estructura	1
	Se ve dos terminaciones de la estructura	2
Tipo de estructura	Descripción	Símbolo
	Junta	J
	Falla (o zona de corte)	FA
	Foliación	FO
Rugosidad a pequeña escala	Descripción	Símbolo
	Pulida - espejo de falla (slickensided)	SS
	Lisa (smooth)	SM
	Rugosa (rough)	R
	Relleno de panizo (gouge-filled)	G
Rugosidad a gran escala	Descripción	Símbolo
	Plana	P
	Ondulada	U
	Discontinua	D
Meteoriz.	Descripción	Símbolo
	Fresca	F
	Cubierta dispersa de mineral	SC
	Descompuesta	D
Panizo (gouge)	Descripción	Símbolo
	Sin panizo	N
	Panizo arcilloso (clay)	C
	Panizo limoso (silt-mud)	M
	Panizo arenoso (sand)	S
Agua	Descripción	Símbolo
	Seco (dry)	DR
	Húmedo (damp)	DA
	Mojado (wet)	W

	Gran escala	Plana	Ondulada	Discontinua
Pequeña escala				
Pulida - Espejo de falla		0.5	1.5	2.0
Lisa		1.0	2.0	3.0
Rugosa		1.5	3.0	4.0
Rellena de panizo		1.0	1.0	1.5

Descripción típica (set de juntas crítico)	Ja
Hermeticamente sellada	0.75
Sólo manchas superficiales	1
Paredes de las juntas ligeramente alteradas: cubierta dispersa de mineral	2 - 3
Cubierta de baja fricción (clorita, mica, talco, arcilla): < 1 mm de espesor	3 - 6
Panizo, arcilla de baja fricción o arcilla expansible delgada: 1-5 mm de espesor	6 - 10
Panizo, arcilla de baja fricción o arcilla expansible gruesa: > 5 mm de espesor	10 - 20

Anexo 6

TABLA N° 25: Llenado del formato según RMR.

FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI										ESTACION																																	
										E1																																	
										# Fract/ml	RQD (%)																																
Nombre del Proyecto: PROYECTO N°6										Litología	GRANDIORITA	3	96																														
Nivel:										Altura litostatica (h)		300	4	94																													
Labor: INCLINADO N° 6										Rc / Sv		13.22	5	91																													
Ejecutado por: JAVIER V. HUAMANI CALSINA												6	88																														
Fecha:												7	84																														
												8	81																														
SISTEMA RMR												9	77																														
PARÁMETROS				VALOR		RANGO				VALOR		10	74																														
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)				107	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	10	11	70																															
RQD (%)					90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	19	12	66																															
Espaciamiento de discontinuidades (cm)					>2m (20)	0,6-2 m (15)	0.2-0.6m (10)	0,06-0.2m (8)	< 0.06m (5)	7.98	13	63																															
CONDICION DE DISCONTINUIDADES												14	59																														
Familia	Buz.	/D. Buz	f/m	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	6	15	56																															
J1	81	39		Abertura	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	3	16	53																															
J2	80	62		Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4.33	17	49																															
J3	86	305		Relleno	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	3	18	46																															
				Alteración	Sana (6)	Lig. Interpe. (5)	Mod. Interpe. (3)	Muy Interpe. (2)	Descompuesta (0)	5.67	19	43																															
Agua subterránea					Seco (15)	<input checked="" type="checkbox"/> Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	10	20	41																															
Orientación					<div style="display: flex; justify-content: space-between;"> <div style="width: 30%;"> <p style="text-align: center;">Rumbo perpendicular al eje de la excavacion</p> <p style="text-align: center;">Direccion con el buzamiento</p>  <table border="1" style="width: 100%; text-align: center;"> <tr> <td>Bz</td> <td>Bz</td> <td>Bz</td> <td>Bz</td> </tr> <tr> <td>45°-90°</td> <td>20°-45°</td> <td>45°-90°</td> <td>20°-45°</td> </tr> <tr> <td>Muy Favorable</td> <td>Favorable</td> <td>Regular</td> <td>Desfavorable</td> </tr> <tr> <td>0</td> <td>-2</td> <td>-5</td> <td>-10</td> </tr> </table> </div> <div style="width: 30%;"> <p style="text-align: center;">Rumbo paralelo al eje de la excavacion</p> <p style="text-align: center;">Direccion contra el buzamiento</p>  <table border="1" style="width: 100%; text-align: center;"> <tr> <td>Bz</td> <td>Bz</td> <td>Bz</td> <td>Bz</td> </tr> <tr> <td>45°-90°</td> <td>20°-45°</td> <td>45°-90°</td> <td>20°-45°</td> </tr> <tr> <td>Muy Desfavorable</td> <td>Regular</td> <td>Muy Desfavorable</td> <td>Regular</td> </tr> <tr> <td>-12</td> <td>-5</td> <td>-12</td> <td>-5</td> </tr> </table> </div> <div style="width: 30%;"> <p style="text-align: center;">Buzamiento 0°-20° independent e del rumbo</p> <p style="text-align: center;">Desfavorable</p> <p style="text-align: center;">-10</p> </div> </div>				Bz	Bz	Bz	Bz	45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	0	-2	-5	-10	Bz	Bz	Bz	Bz	45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	Muy Desfavorable	Regular	Muy Desfavorable	Regular	-12	-5	-12	-5	-12	21	38
Bz	Bz	Bz	Bz																																								
45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°																																								
Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable																																								
0	-2	-5	-10																																								
Bz	Bz	Bz	Bz																																								
45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°																																								
Muy Desfavorable	Regular	Muy Desfavorable	Regular																																								
-12	-5	-12	-5																																								
										22	35																																
										23	33																																
										24	31																																
					RMR₈₉ (Basico) =				68.98	25	29																																
					RMR₈₉ (Corregido) =				56.98	26	27																																
Condiciones secas					RMR' ₈₉ (Condiciones Secas)=				73.98	27	25																																
JRC (BARTON BANDIS)				RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	III B	28	23																															
				DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA		29	21																															
											30	20																															

Anexo 7

Equipo de trabajo en Mina GEDEON S.A.

