



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERÍA

**Análisis geomecánico y
métodos de soporte en la
mina San Rafael,
Cosalá, Sinaloa, México.**

TESIS

Que para obtener el título de
Ingeniero Geólogo

P R E S E N T A

Juan Ricardo Torales Capistran

DIRECTOR DE TESIS

Ing. Alfredo Victoria Morales



Ciudad Universitaria, Cd. Mx., 2021

DEDICATORIA

JUAN RICARDO TORALES CAPISTRAN

A mis padres: María Capistran Jiménez y Rogelio Torales Anguiano por tanto amor, tolerancia, apoyo en los momentos difíciles, sus desvelos y su esfuerzo, dejando su vida misma para desarrollar la mía.

A mi esposa: Sara Cardoso Martínez por apoyarme siempre en mi vida profesional y por estar conmigo siempre en los momentos más difíciles.

A mis hijas: Paulina Denisse Torales Cardoso y Karla Dánae Torales Cardoso por soportar tantos días sin tenerme a su lado para que yo me desarrolle profesionalmente.

A mis hermanos César Osvaldo Torales Capistran y Rosaura Torales Capistran por su valioso apoyo en este camino.

Al Ingeniero Alejandro Cano Cabello por la confianza que depositó en mí y por sus enseñanzas, pero sobre todo por su amistad.

A cada una de aquellas personas que marcaron un punto importante en mi desarrollo académico y profesional.

A mis profesores, por su dedicación, tiempo y grandes enseñanzas durante toda la carrera, en especial al Ing. Alfredo Victoria por su paciencia, consejos, su apoyo y amistad.

A mis sinodales y amigos: Ing. Isabel Domínguez Trejo, el Ing. José Luis Arcos Hernández, el Dr. Moisés Dávila Serrano y el Ing. Javier Mancera Alejandrez, porque el tiempo en que llevo de conocerlos me han compartido todos sus conocimientos y su amistad.

ÍNDICE

I. RESUMEN.....	07
II.OBJETIVOS.....	08
III. INTRODUCCIÓN.....	09
Marco físico.....	10
III.1. Localización de la mina San Rafael.....	10
III.2. Vías de comunicación.....	10
III.3. Geología Regional.....	11
III.4. Geología local.....	14
III.5. Características del yacimiento.....	17
III.6. Estructuras Geológicas.....	19
III.7. Tipo de minado	21
III.8. Beneficio de mineral.....	21
IV.ANÁLISIS GEOMECÁNICO.....	23
IV.1. Levantamiento Geomecánico.....	27
(Línea detallada, ventana o arco rebatido)	
IV.2. Calidad del macizo rocoso con los métodos Q y RMR.....	29
IV.3. Arco de carga con el método (Q y RMR)	39
IV.4. Presión de roca en el cielo o bóveda de la obra minera.....	43
IV.5. Análisis estructural y modelo de cuñas	46
IV.6. Análisis de esfuerzos y modelado con elementos finitos.....	49
IV.7. Análisis de claros máximos permisibles.....	59
IV.8. Análisis del pilar corona.....	72
IV.9. Análisis de pilares de soporte vertical.....	79

V. MÉTODOS DE SOPORTE.....	90
VI. TABLA GSI ADAPTADA A LA MINA SAN RAFAEL.....	105
VII. ZONIFICACIÓN GEOTÉCNICA.....	108
VIII. CONCLUSIONES.....	112
IX. RECOMENDACIONES.....	119
X. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	125

SIMBOLOGÍA

[] = Referencia bibliográfica.

km = Kilómetro.

m = Metro.

m² = Metro cuadrado.

m³ = Metro cubico.

% = Porcentaje.

t = Tonelada.

1Pa = Pascal = 0.102 Kgf/m² = 0.001 kPa
= 0.000001 MPa

1MPa = Mega pascal = 1000000 Pa

1kPa= Kilo pascal = 1000 Pa

Calidad del macizo rocoso

Q = Clasificación de calidad de roca, Barton 1974.

RQD = Rock Quality Designation, Deer 1964.

RMR = Rock Mass Rating, Bieniawski 1973

λ = Numero de discontinuidades por metro cubico.

Jv = Numero de discontinuidades por metro cubico

Jn = Número de familias de fracturas.

Jr = Coeficiente de rugosidad de las juntas.

Ja = Coeficiente de alteración de las juntas.

Jw = Coeficiente por presión de agua.

SRF = Stress Reduction Factor.

ln = Logaritmo natural.

lt = litro.

Arco de carga

H_p = Arco de carga.

B = Claro de obra minera.

De = Arco de carga de acuerdo a Barton 1974.

ESR = Excavation Support Ratio.

D = Diámetro de la obra subterránea.

Pr = Presión de roca en la bóveda minera.

W = Peso de bloque de roca.

A = Área de exposición.

Ps = Presión de soporte para sujetar un bloque.

F_s = Factor de seguridad.

Y = densidad del macizo rocoso

Análisis de claros máximos estables

R_h = Radio hidráulico

A₁ = Ancho de la obra minera

W = Largo de la obra minera

S = Span de la obra minera

L = Longitud de la obra minera

N = Número de estabilidad de Mathews

∞ = Infinito.

A₂ = Esfuerzos inducidos por voladura en el túnel.

B= Efecto de la orientación de fracturas.

C = Influencia de la gravedad sobre la excavación.

Análisis de esfuerzos

σ_r = Esfuerzos inducidos.

σ_1 = Esfuerzos principal mayor.

σ_{ci} = Resistencia a la compresión simple.

σ_v = Esfuerzos verticales.

σ_3 = esfuerzo principal menor.

σ_h = Esfuerzos horizontales

Z = Profundidad desde la superficie

D = Factor de alteración del macizo rocoso sometido a voladuras.

E_{σp} = Modulo de deformación.

K = constante que depende de E_{σp} y z.

m, m_i, s = Parámetros relacionados con el grado de imbricación y fracturamiento del macizo rocoso, este depende de GSI y D.

GSI = Geological Strenght Index, Hoekc 2006

Pilar corona

Cs = Ancho escalado.

Sc = Ancho crítico.

h = Altura.

L = Ancho del pilar corona.

S = Longitud del pilar corona.

t = Espesor del pilar corona.

Φ = buzamiento de la principal discontinuidad.

Análisis de pilares verticales

S = Resistencia del pilar.

H = Altura del pilar.

Wp = Ancho del pilar.

Lp = Largo del pilar.

σ_p = Área tributaria

WT = ancho del túnel minero

UCS = Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta.

LDF = corrección de cálculo de estabilidad por presencia de discontinuidades.

DDF = reducción de resistencia por discontinuidades en el cálculo del factor de seguridad.

FF = frecuencia de discontinuidades principales que cortan el pilar.

I. RESUMEN

Estadísticamente, el 35% de accidentes que ocurren en una mina subterránea son principalmente por caída de rocas, que en su mayoría resultan fatales.

En tiempos antiguos la minería presentaba los índices más altos de fatalidades por caída de rocas, por lo que diversas personas preocupadas por estos índices, se dedicaron a estudiar el macizo rocoso en las minas, con casos reales y verificar su comportamiento, poder predecir su movimiento y por consiguiente predecir su colapso.

Es así como nace la Geomecánica: que es el conjunto de disciplinas relacionadas con la geología para el estudio de las condiciones de deformación, resistencia y deformabilidad del macizo rocoso, siendo el objetivo principal: predecir el comportamiento del macizo rocoso para controlar la estabilidad de la mina, durante y después de su explotación, pero principalmente para evitar accidentes y pérdidas humanas. [8]

En el presente trabajo se explica la metodología que se lleva a cabo para predecir el comportamiento del macizo rocoso durante la etapa de desarrollo y explotación de la mina subterránea San Rafael ubicado en Cosalá, Sinaloa, asimismo se explica cuáles son los signos de inestabilidad que podemos observar, se explican las diferentes técnicas de cálculo para la predicción del comportamiento del macizo rocoso y así determinar el soporte más adecuado para su sostenimiento.

Predecir el comportamiento del macizo rocoso permite optimizar el desarrollo de la mina y su explotación, proporciona seguridad en todas las etapas de minado, permite el ahorro de tipo monetario para la empresa al no perder áreas de producción ni equipos, pero principalmente evita accidentes del personal.

II.OBJETIVOS

- 1.- Conocer las técnicas de análisis Geomecánico para que se identifiquen los diferentes signos de inestabilidad de una mina subterránea en su complejidad bipartita la cual acusa por una parte, derrumbes en las rocas volcánicas de muy mala calidad ubicadas al alto del yacimiento y por otra parte las características kársticas de las calizas recristalizadas ubicadas al bajo del cuerpo mineralizado.
- 2.- Realizar un análisis Geomecánico que permita hacer una mejor planeación a corto, mediano y largo plazo de las obras propuestas para la extracción de mineral para poder establecer las alternativas de obra y proponer los mejores métodos de soporte para la seguridad de la mina, principalmente para la seguridad del personal que ahí trabaja.
- 3.- Mostrar de manera clara la metodología utilizada que incluye los diferentes tipos de cálculos geomecánicos que se aplican para determinar el comportamiento del macizo rocoso en cualquier mina subterránea, acorde a la bibliografía consultada y la propia experiencia en el sitio.

III. INTRODUCCIÓN

Los análisis que se muestran en este documento se aplican continuamente en la mina San Rafael, ubicada en Cosalá, Sinaloa; su aplicación ha resultado muy exitoso ya que se ha predicho con antelación el comportamiento del macizo rocoso y con esto se han diseñado obras mineras seguras y hemos corregido situaciones de riesgo, principalmente para mantener seguro a los trabajadores de esta unidad y a nuestros equipos; por lo que podemos asegurar que al aplicar de forma correcta estos análisis se pueden eliminar los riesgos y accidentes por caído de roca.

Problemas geomecánicos en el yacimiento San Rafael.

El yacimiento de San Rafael es un manto encajonado en el contacto toba-caliza; Al alto las tobas dacíticas son de calidad muy pobre a extremadamente pobre con riesgo de derrumbes y al bajo la caliza recristalizada se cataloga de calidad regular a pobre pero en un ambiente kárstico donde se han encontrado cavernas de hasta 50 m de diámetro.

Esta mina se dividió en tres cuerpos para separar las etapas de explotación: zona Main, zona Upper y zona 120, que se caracterizan por lo siguiente:

Zona Main: Manto mineralizado por Zn, Pb, Ag encajonado al alto por toba Dacítica de Calidad muy pobre a extremadamente pobre, al bajo caliza recristalizada con características kársticas.

Zona Upper: Manto mineralizado por Ag, Zn y Pb encajonado por tobas dacíticas catalogadas de calidad muy pobre a extremadamente pobre.

Zona 120: cuerpo mineralizado en el skarn contemporáneo de calidad regular a pobre.

¿Qué es la Geomecánica?:

La Geomecánica es el estudio del comportamiento mecánico del macizo rocoso para prever su comportamiento; Se aplica al conjunto de disciplinas relacionadas con la geología para el estudio de las deformaciones, resistencia y estabilidad del macizo rocoso. [9], [17] [22]

Los factores geológicos que influyen en el comportamiento mecánico del macizo rocoso son: El estado de esfuerzos, la litología, estructuras geológicas, condiciones hidrogeológicas, alteración y meteorización del macizo rocoso. [9], [17] [22].

Marco Físico.

III.1. Localización

La mina San Rafael se ubica en el distrito minero de Cosalá, localizado en la porción este-central del estado de Sinaloa, México. Se localiza a 12 km al norte-noreste del pueblo de Cosalá, la accesibilidad a la mina se inicia con los primeros 3 km por vía pavimentada y el resto es por terracería. (Ver imagen 1)

III.2. Vías de comunicación para llegar al pueblo de Cosalá Sinaloa.

Para llegar al pueblo de Cosalá es a través de la autopista libre Mazatlán-Culiacán, en el km 108 se encuentra el entronque hacia el pueblo de Cosalá; la distancia de Mazatlán a Cosalá son 240 km. (ver imagen 1)

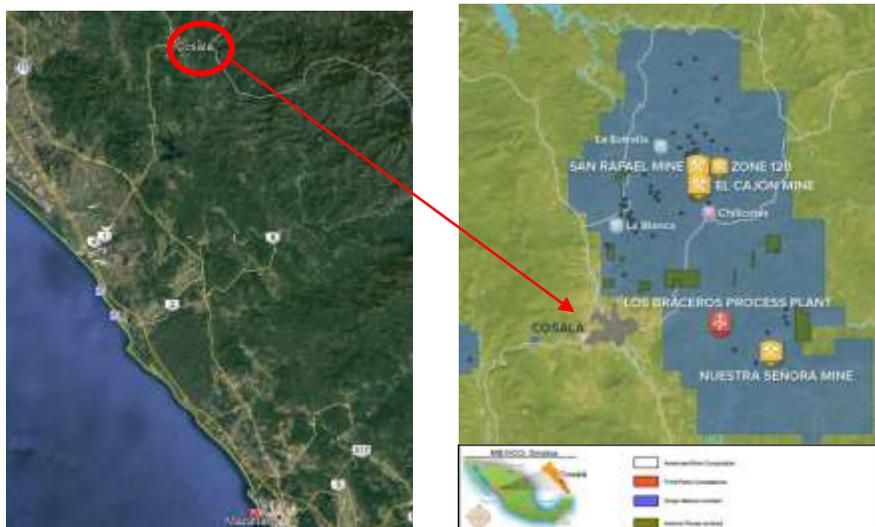


Imagen 1. Ubicación de Cosalá, Sinaloa. [13]

III.3. Geología Regional

El Estado de Sinaloa presenta afloramientos de cuatro Eras Geológicas:

- a) La más antigua es el Precámbrico que tiene una edad aproximada de 600 millones de años; las rocas de esta Era son metamórficas skarn y hornfels y se ubican al noroeste, en los límites de Sonora, con una cobertura de 0.3%.
- b) Rocas de edad Paleozoico (375 millones de años), con rocas sedimentarias (2.9%) y metamórficas (1.8%) del Paleozoico Superior, se localizan en los municipios de Escuinapa, y Culiacán.
- c) Rocas del Mesozoico abarca una superficie de 12.5%, donde 8.7% son rocas ígneas intrusivas del Periodo Cretácico (135 millones de años), 0.8% sedimentarias y 3.0% metamórficas, éstos afloramientos se presentan en los municipios de Choix, Mocorito, Badiraguato, Culiacán, Cosalá y Mazatlán; por último.
- d) Rocas de edad Cenozoico (63 millones de años), se presenta en mayor o menor proporción en todos los municipios del estado, pero sobre todo en los del extremo occidental, las rocas del Periodo Terciario ocupan 48.7%, son de hecho, las más abundantes en la entidad, de origen ígneo intrusivo, extrusivo y sedimentario; las rocas del Cuaternario, principalmente ígneas extrusivas y suelo, cubren 33.8% de la superficie estatal y colindan con la línea de costa del Golfo de California. [12]

Estratigrafía regional

En la zona de estudio las rocas más antiguas son: una secuencia meta volcánica de facies de esquistos verde, principalmente de roca andesítica con horizontes de argilita y pedernal recristalizado que constituyen parte del arco Alisitos del Jurásico Superior–Cretácico Inferior, en el arco en cuestión se halla sobrepuesta tectónicamente una secuencia volcano-sedimentaria que fue depositada en un ambiente de mar marginal durante el Cretácico inferior, está constituido por toba, andesita, arenisca, lutita, limolita, pizarra y conglomerado, seguida de una secuencia de caliza de ambiente nerítico del Albiano - Cenomaniano.

Todas estas unidades fueron afectadas por metamorfismo regional de bajo grado, producto de los esfuerzos compresivos de la orogenia Laramide.

Durante el Cretácico Superior y Terciario Inferior, ocurre el emplazamiento de cuerpos plutónicos de composición granodiorítica, que afectaron a las rocas previamente descritas originando metamorfismo de contacto, durante la última etapa del Plutonismo, en el Terciario inferior, se manifiestan simultáneamente emisiones volcánicas calco alcalinas, compuestas por andesitas, toba y brecha de composición intermedia que definen la secuencia volcánica inferior de la Sierra Madre Occidental.

Posteriormente, en el Oligoceno-Mioceno, fueron cubiertas por potentes espesores de toba e ignimbrita, con variación de riólítica a dacítica, marcando la secuencia superior volcánica.

En el Terciario Superior se registran flujos de lava basáltica con intercalaciones de brechas andesíticas así como depósitos de conglomerado, limolita y arenisca.

Finalmente, en el Cuaternario, mediante los procesos de intemperismo y erosión se desarrollaron conglomerado y suelos. [12]

(Ver imagen 2)

Columna estratigráfica

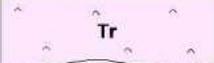
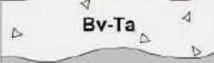
PERIOD	LITHOLOGY	EPOCH	DESCRIPTION	Aprox. Ma	
NEOGENE		PLIOCENE	Qal - Alluvium	5.5 ± 0.1	
			Tr - Rhyolitic Tuff	10.5 ± 0.1	
		MIOCENE	Bv-Ta - Andesitic Breccias	14.21 ± 0.1	
			Ta - Andesitic Tuff	15.97 ± 0.1	
PALEOGENE		OLIGOCENE EOCENE	Dt - Dacitic Tuff	16.5 ± 0.1	
			Di-Ta3 Diorite - Andesite Dikes	23.03 ± 0.2	
			Ap - Aplite	25.6 ± 0.2	
			Package of Volcanic and calcareous sediments of cosala	* Va1 - Volcanic Sediments	45.6 ± 0.2
				** Va2 - Calcareous Sediments	48.6 ± 0.2
				Tv1 - Tertiary Andesite	55.7 ± 0.2
			Ls - Limestone Conglomerate	55.7 ± 0.2	
	Gd - Granodiorite	62.6 ± 1.0			
UPPER MIDDLE CRETACEOS		UPPER	Ls - Fossiliferous Marine Limestone	65.5 ± 1.0	
* Va1 Includes Fragments of extrusive and intrusive igneous rocks.					
** Va2 Includes Skarn and hornfels.					

Imagen 2. Columna estratigráfica regional, tomada del estudio de factibilidad (2019) de la mina san Rafael, Américas Silver Corporation. [13], pagina 41.

III.4. Geología local

El Yacimiento San Rafael se encuentra ubicado en el cerro de San Rafael, en la Sierra Madre Occidental a una elevación sobre el nivel del mar que va desde los 300 metros hasta los 650 metros, teniendo la mayor concentración en volumen de mineral por arriba de los 375 metros sobre el nivel del mar.

San Rafael se localiza dentro del distrito minero de cosalá que se encuentra ubicado a lo largo del borde occidental de la sierra madre occidental, una extensa provincia volcánica terciaria que cubre aproximadamente 800,000 km².

La mineralización dentro del distrito minero de cosalá está relacionado con intrusiones granodioríticas o graníticas ubicadas entre los 56 y 66 millones de años, de edad paleoceno.

(Ver imagen 3.). [13]

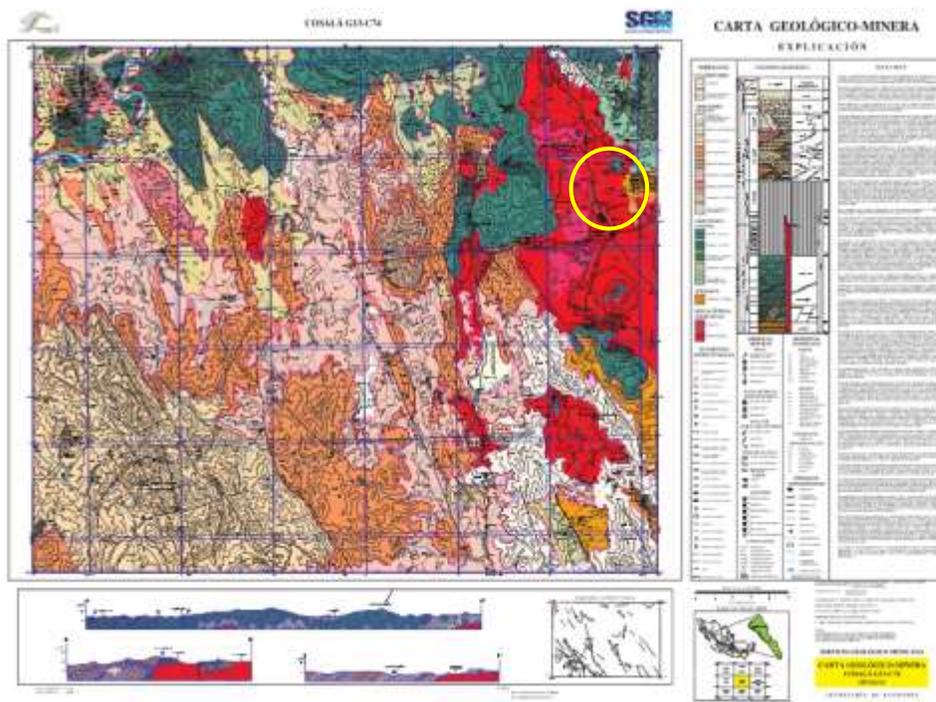


Imagen 3. Carta Geológica- Minera-Cosalá Sinaloa; En amarillo se muestra la intrusión granodioríticas, zona Cosalá Fuente. SGM [19]

La mina San Rafael se encuentra dentro de un modelo sub-circular de caliza grisácea de aproximadamente 10 km de diámetro situado en la parte oriental del batolito de Sinaloa de 139 a 45 millones de años. [13]

El metamorfismo de contacto de las calizas creó caliza re-cristalizada, mármol y skarn; El desarrollo inicial de skarn en la zona fue contemporáneo con el emplazamiento del batolito, sin embargo, hubo varios pulsos de actividad magmática e hidrotermal de reemplazo de estilo mantos, venas, chimeneas, chimenea brechas, y exoskarn mineralizado y endoskarn que ocurren dentro de la caliza y félsica y menor máfica, intrusiones de pirita, esfalerita, calcopirita, galena y tetraedrita son los principales minerales. [13]

En el área de San Rafael-El Cajón, se encuentran a profundidad las calizas de edad cretácica, comúnmente recristalizada y mármol, pero sólo localmente alterada por skarn con mineralización principal de sulfuros masivos de Zn, Pb y Ag.

La mineralización de la zona en San Rafael ocurre principalmente por un control litológico-estructural dentro de la toba dacítica en contacto con la caliza del Cretácico, con mineralización principal de Zn, Pb y Ag. (Ver tabla 2)

La mineralización de la zona Main y zona Upper se aloja en las tobas dacíticas, mientras que la mineralización de la zona 120 se aloja en el Skarn.

San Rafael contiene mineralización de plata, plomo y zinc con oro y en menor proporción cobre. [13]. (Ver tabla 2)

A continuación se presenta la secuencia litológica del yacimiento San Rafael y la potencia de cada unidad litológica. (Ver tabla 1 e imagen 4).

Litología	nomenclatura	espesor aproximado (m)
Toba Riolítica	Tm-Tr	30
Toba Andesítica	Bv-Ta	50
Toba Dacítica	Dt	90-100
Caliza recristalizada	Ls	200m
Skarn/hornfels	Sk	300m
Intrusión Andesítica	Ta3	corta toda litología
Intrusión diorítica	Dt	corta toda litología

Tabla 1. Secuencia litológica de cima a base del yacimiento San Rafael obtenido a través de barrenos geológicos.

Sección. Geología local del cerro San Rafael.

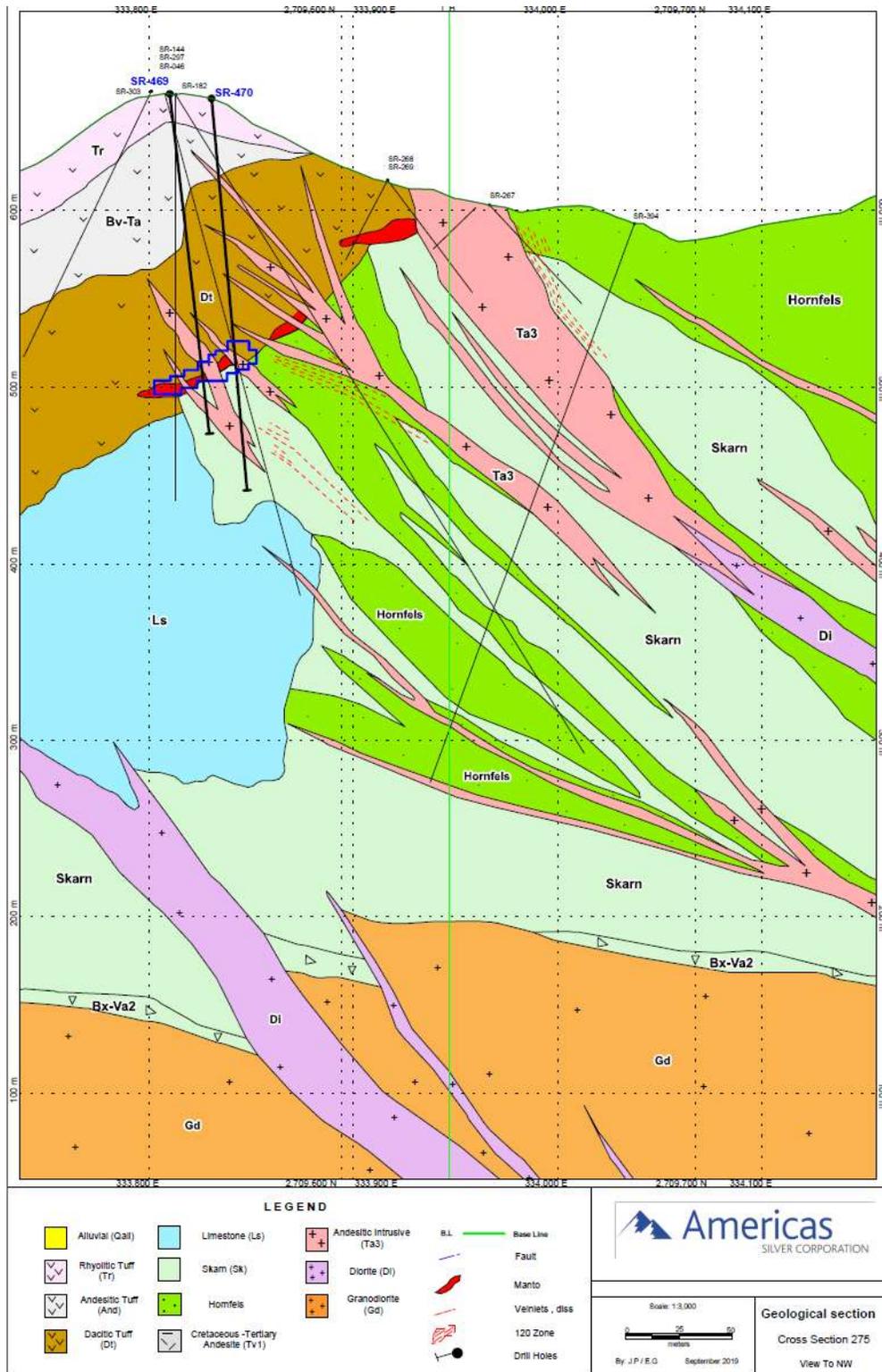


Imagen 4. Sección Geología local del cerro San Rafael, sección W-E viendo al Norte. [13] pagina 47

Los principales minerales de mena en San Rafael-El Cajón son: esfalerita, galena, plata y en muy poca proporción oro y cobre

Entre los minerales de ganga se encuentra: calcita, pirita, pirrotita, marcasitas, calcopirita, magnetita y tetraedrita nativa.

III.5. Característica del Yacimiento

Zona Main:

La zona Main se forma por un control litológico-estructural, donde la toba dacítica es la roca donde se aloja el mineral con potencial económico. La mineralización se caracteriza por tener alta presencia de sulfuros, compuesta por tres diferentes minerales de hierro: pirrotita, pirita y marcasita

El manto de sulfuros masivos se encuentra bien definidos con una longitud de 500 metros por 400 metros de altura, proyectados sobre el echado de la estructura. De los cuales aproximadamente 150 metros, en la parte norte, se diferencian por ser una zona de mineralización de sulfuros con óxidos

En general, el manto o estructura mineralizada guarda un rumbo SE 60° - 65° con un echado de 25° - 35° al SW. (Ver imagen 5 y 8). [13]

Zona Upper:

La zona Upper tiene una longitud aproximada de 450 metros con rumbo NW, cuenta con un ancho promedio de 45 metros respecto la horizontal, tiene en promedio 32° de inclinación, el yacimiento tiene una diferencia de elevación de 150 metros que abarcan desde los 500 msnm hasta los 650 msnm.

Esta zona mineralizada, caracterizada por sulfuros en forma de bolsones, es la más complicada de entender, tanto litológicamente como estructuralmente, debido a un conjunto de fallas semi-paralelas de rumbo NW-SE, largas y curvadas, que al avanzar al oeste se expresan cortas y casi rectas; indicando como posible causa, los esfuerzos originados por el empuje del Stock de Diorita sobre la unidad vulcano-sedimentaria. (Ver imagen 5 y 8). [13]

Sección simple W-E, viendo al N

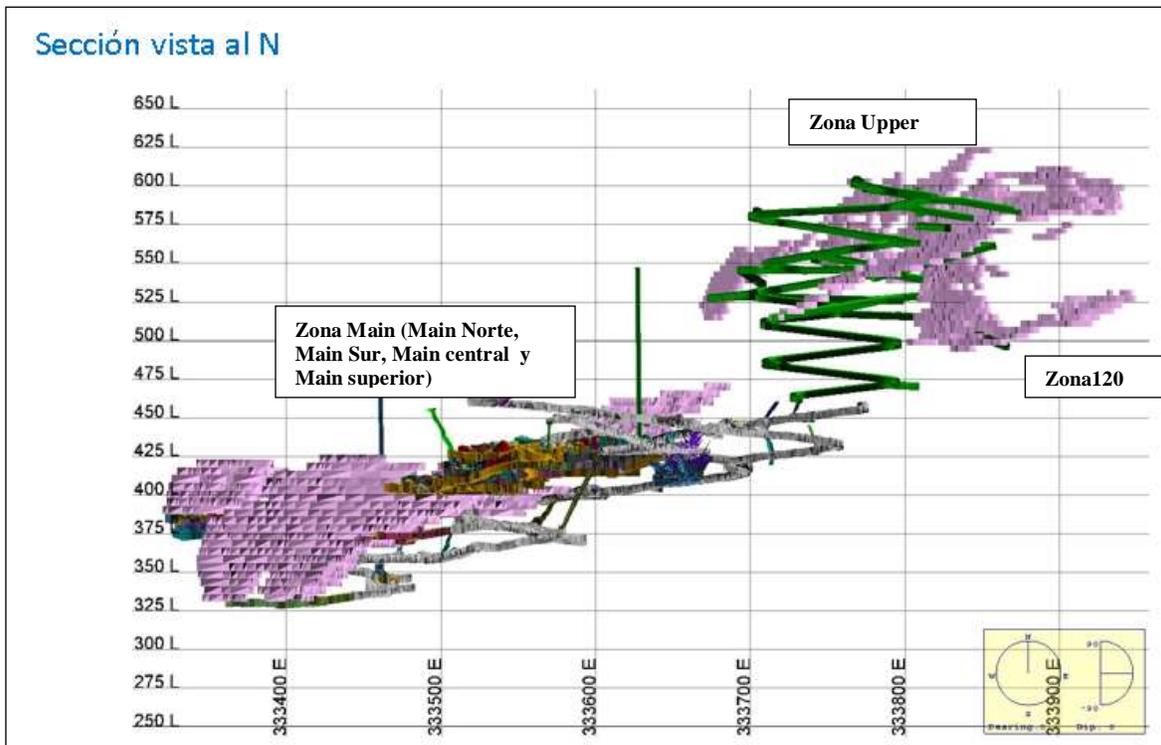


Imagen 5. Sección simple W-E viendo al N. Mostrando echado promedio del yacimiento, entre 25 y 35°
 Imagen tomada del reporte de planeación anual 2019, zonas de explotación y avance de producción de mina San Rafael. [13]

Principales leyes en el yacimiento San Rafael; Las leyes se muestran por cuerpo. [13]

	Zona	Ag g/t	Pb %	Zn %	Cu %
Mayores contenidos de Zn y Pb, sin Cu	Main	65.5	2.13	4.86	
Mayores contenidos de Ag y Cu y menos de Zn y Pb	Upper	344.4	1.02	3.35	0.51
Principales contenidos de Ag y Cu	zona 120	186.3	0.03	0.07	0.46

Tabla 2. Ley promedio en el yacimiento San Rafael. [13]

Otras áreas con rasgos de mineralización más superficiales, son los que ocurren en la toba riolítica en su parte centro y sur, encontrando zonas donde hay muestras con valores aleatorios entre 0.3 a 0.5 gramos de oro por tonelada, aunque por lo general los promedios son de 0.10 a 0.15 gramos por tonelada, con espesores entre 20 y 40 metros.

Otras estructuras mineralizadas, se han identificado por debajo de aproximadamente 50 metros de profundidad, mostrando relaciones de mineralización diversas, con contenidos de Ag, Ag-Au, Ag-Au-Cu, Ag-Cu.

III.6. Estructuras Geológicas.

Los controles de alteración-mineralización, así como la geometría de los cuerpos mineralizados, fueron definidos a partir de los diferentes trabajos de exploración.

Estos trabajos identificaron cuatro zonas mineralizadas a las que se les denominó: Main, Upper, 120 y Northern. Debido a que las zonas 120 y Northern no cuentan con suficiente información la mayor parte de sus recursos minerales se encuentran como indicados e inferidos. (Ver imagen 6- 8)

Las zonas Main y Upper tienen un sistema de fallas, locales y regionales, que sirvieron como conducto para la mineralización y que están ligadas al yacimiento como se observan en la siguiente imagen. (Ver imagen 6)

Sección simple

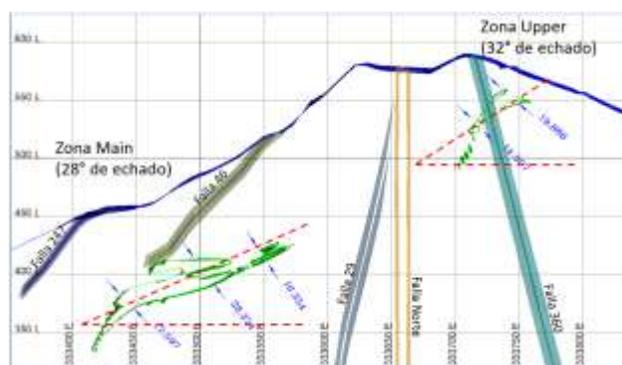


Imagen 6. Sección simple W-E viendo al Norte.

Principal sistema estructural en el yacimiento San Rafael. _Imagen tomada del reporte de planeación anual 2019, zonas de explotación y avance de producción de mina San Rafael.

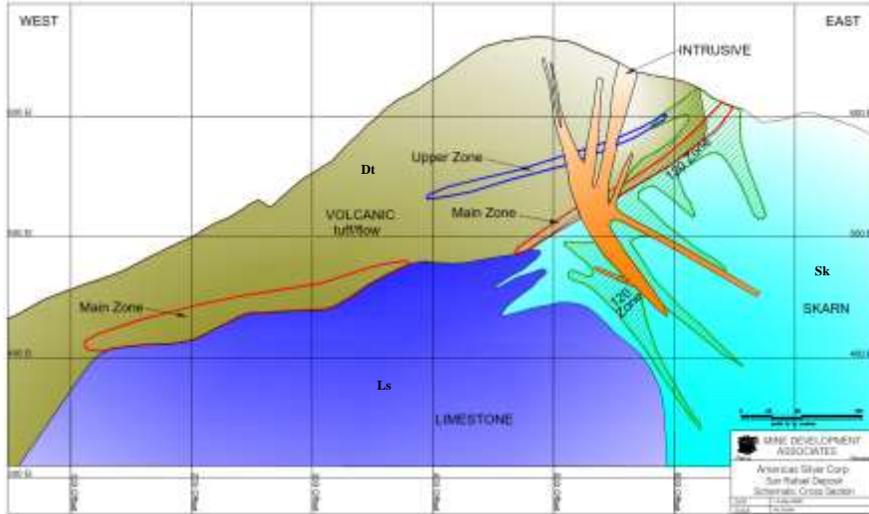


Imagen 7: Sección del yacimiento W-E viendo al Norte

Imagen tomada del reporte de planeación anual 2019, zonas de explotación y avance de producción de mina San Rafael.

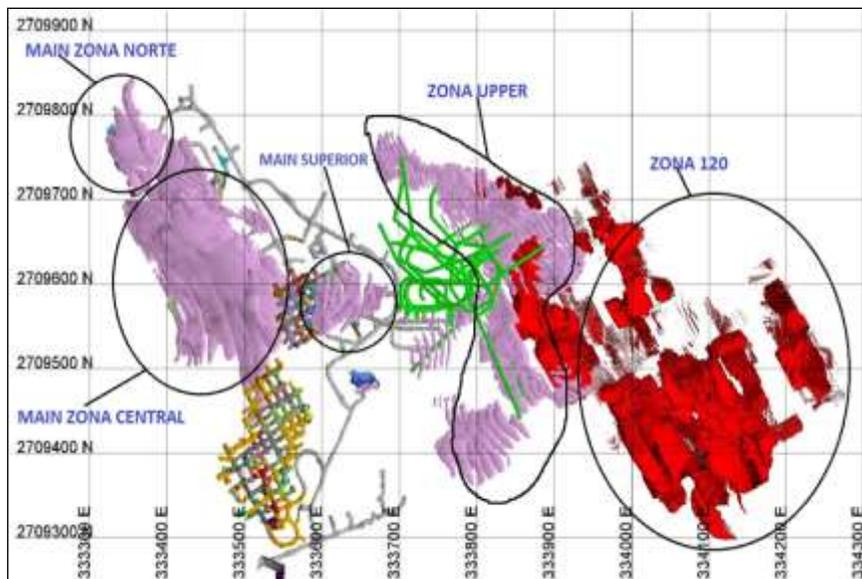


Imagen 8: Planta de la mina San Rafael orientada al Norte. Cuerpos mineralizados de Zona Main, Zona Upper y Zona 120; Imagen tomada del reporte de planeación anual 2019, zonas de explotación y avance de producción de mina San Rafael.

III.7. Tipo de minado

Por el echado promedio del cuerpo de mineral (20°) y la calidad del macizo rocoso, el minado en la base del yacimiento inicia con cuartos y pilares, posteriormente se hacen pivoteos para hacer cortes de 3 a 4m, estos cortes son por corte y relleno; en cada corte se le da continuidad a los pilares principales que se van confinando con el relleno.

Los accesos al yacimiento son por medio de la rampa general, la cual inicia en la bocamina, al sur del yacimiento; La rampa se planeó en una sección de 4.5 metros de ancho por 5.0 metros de alto y es paralela al rumbo del yacimiento separada un mínimo de 32 metros en la horizontal; De esta rampa se derivan los accesos hacia las zonas mineralizadas. [13]

III.8. Beneficio de minerales

Se benefician los minerales metálicos por el sistema de operación por trituración, molienda y flotación.

El proceso de flotación de minerales ha marcado un hito en la historia de la industria minera, por el importante rol que éste ha jugado en la producción mundial de minerales y metales.

Este método ha permitido la explotación económica de yacimientos de baja ley y de una constitución mineralógica compleja, que en otras épocas hubiese sido imposible.

En este contexto los reactivos de flotación juegan un rol importante en el proceso, los cuales al ser alimentados al circuito de flotación cumplen determinadas funciones específicas que hacen posible la separación de los minerales valiosos de la ganga. Sin embargo la elección de reactivos no es una tarea fácil debido a una serie de dificultades técnicas que se presentan durante el proceso, como por ejemplo la complejidad mineralógica de la mena entre otros aspectos.

En su forma más simple, es un proceso de gravedad modificado en el que el mineral metálico finamente triturado se mezcla con un líquido. El metal o compuesto metálico suele flotar, mientras que la ganga se va al fondo. En algunos casos ocurre lo contrario. [20]

En la mayoría de los procesos de flotación modernos se emplean aceites u otro agente tenso activos para ayudar a flotar al metal o a la ganga. Esto permite que floten en agua sustancias de cierto peso.

En uno de los procesos que utilizan este método se mezcla con agua un mineral finamente triturado que contiene sulfuro de cobre, al que se le añaden pequeñas cantidades de aceite, ácido y otros reactivos de flotación. Cuando se sopla mediante inyección de aire, en esta mezcla se forma una espuma en la superficie, que se mezcla con el sulfuro pero no con la ganga. Esta última se va al fondo, y el sulfuro se recoge de la espuma.

El proceso de flotación ha permitido explotar muchos depósitos minerales de baja concentración, e incluso residuos de plantas de procesado que utilizan técnicas menos eficientes. En algunos casos, la llamada flotación diferencial permite concentrar mediante un único proceso diversos compuestos metálicos a partir de un mineral complejo. [20]

La flotación es un proceso físico-químico de separación de minerales o compuestos finamente molidos, basados en las propiedades superficiales de los minerales (mojabilidad), que hace que un mineral o varios se queden en una fase o pasen a otra. Las propiedades superficiales pueden ser modificadas a voluntad con ayuda de reactivos. El proceso de flotación se basa en las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas de los minerales. Se trata fundamentalmente de un fenómeno de comportamiento de sólidos frente al agua. [20]

IV ANÁLISIS GEOMECÁNICO

La calidad del macizo rocoso en este yacimiento es muy variable ya que el cuerpo mineralizado se encuentra en el contacto de tres litologías (manto encajonado) con competencia muy diferente, por lo que se ha dividido en tres zonas: la primera es la Zona Main que a su vez se subdividió en (Norte, Centro, Sur y Superior), la segunda zona se conoce como Zona Upper, y la tercera se conoce como Zona 120. (Ver imagen 9)

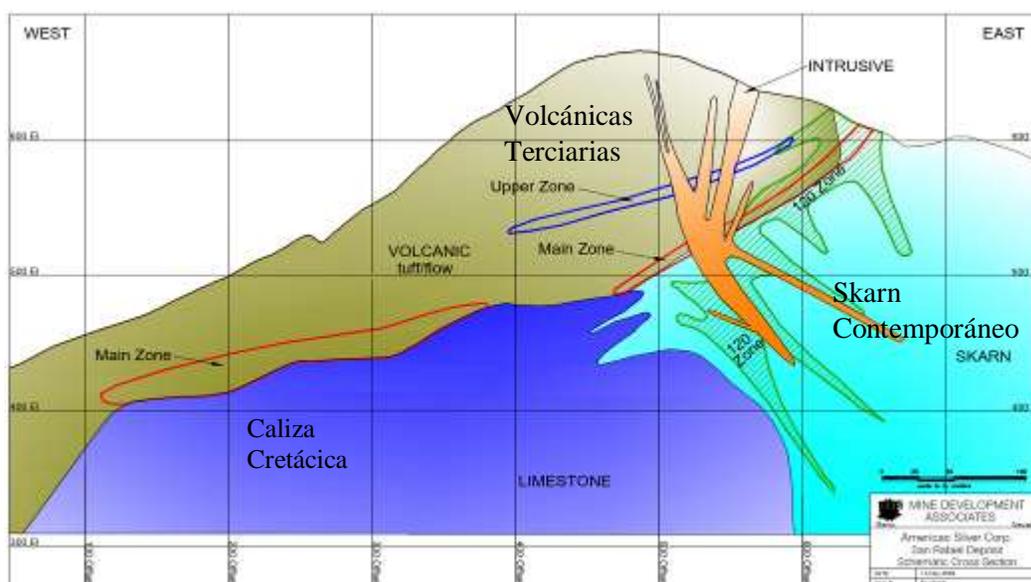


Imagen 9. Sección Geológica del yacimiento de Mina San Rafael. Sección W-E viendo al Norte.
Imagen tomada del reporte anual de exploración 2019.

Zona Main

El manto se encuentra encajonado o emplazado en el contacto de rocas volcánicas-Caliza recristalizada.

Al alto las rocas volcánicas (toba dacítica) se cataloga de calidad pobre a extremadamente pobre, con alteración moderada a alta y baja resistencia, en algunos casos, esta toba presenta vetilleo tipo stockworks con altas leyes de Ag, Pb y Zn catalogada de calidad extremadamente pobre y con alto riesgo de derrumbe. (Ver tabla 2)

Al bajo de esta zona se localiza la caliza cretácica recristalizada que a simple vista se aprecia de calidad regular pero es cortada por fallas laterales y normales con potencia de hasta tres metros con relleno arcilloso deleznable, producto de la misma falla; lo complicado de esta zona ha sido la afectación de un ambiente kárstico en el que se han ubicado cavernas de hasta 50m de diámetro y otras más pequeñas; de 2 a 3 metros de diámetro.

Algunas de las fallas que cortan las calizas han sido rellenas de agua, lo que ha atrasado el desarrollo durante su desagüe.

Zona Upper

Se encuentra emplazado en rocas volcánicas (toba dacítica) catalogadas de calidad pobre a extremadamente pobre, y también como la zona Main en algunos casos se observa vetilleo tipo stockworks con altas leyes de Ag, Pb y Zn, en estas zonas la calidad del macizo rocoso se catalogó como extremadamente pobre con alto riesgo de derrumbe. (Ver tabla 2)

El RQD detectado con barrenos geotécnicos en las tobas cretácicas es muy bajo, de 0-15% con muy baja recuperación, entre el 20 y 30%. [13]

Zona 120

Hasta el momento no se han obtenido barrenos geotécnicos en la Zona 120; Esta zona se encuentra emplazada en su mayoría dentro del skarn con baja alteración, y aunque aún no se han hecho obras de desarrollo, con la información disponible de barrenos geológicos antiguos, la calidad de roca, hasta este momento es catalogada de regular a mala. [13]

Las litologías mencionadas anteriormente han sido cortadas por diques andesíticos, siendo esto un factor más para determinar que la calidad de roca se catalogue de calidad muy pobre a extremadamente pobre, ya que ha afectado más al macizo rocoso con el incremento en su grado de fracturamiento; este último caso se ha presentado en zonas más aisladas.

El RQD detectado con barrenos geotécnicos en las tobas cretácicas es muy bajo, de 0-25% con muy baja recuperación, entre el 20 y 30%. (Ver imagen 10)



Imagen 10. Recuperación de barrenos geotécnicos en tobas, apreciándose su calidad muy pobre, su bajo RQD y baja recuperación. Obtenido del informe del Barreno de exploración geotécnica 175, hecho en zona Main Central; barreno realizado para determinar la calidad del macizo rocoso para la planeación a corto plazo.

El RQD obtenido con barrenos geotécnicos en las calizas, se encuentra en el rango de 50-90% con alta recuperación, entre el 70 y 100%; el principal riesgo geotécnico en este cuerpo, son las zonas kársticas y zonas de falla. (Ver imagen 11)

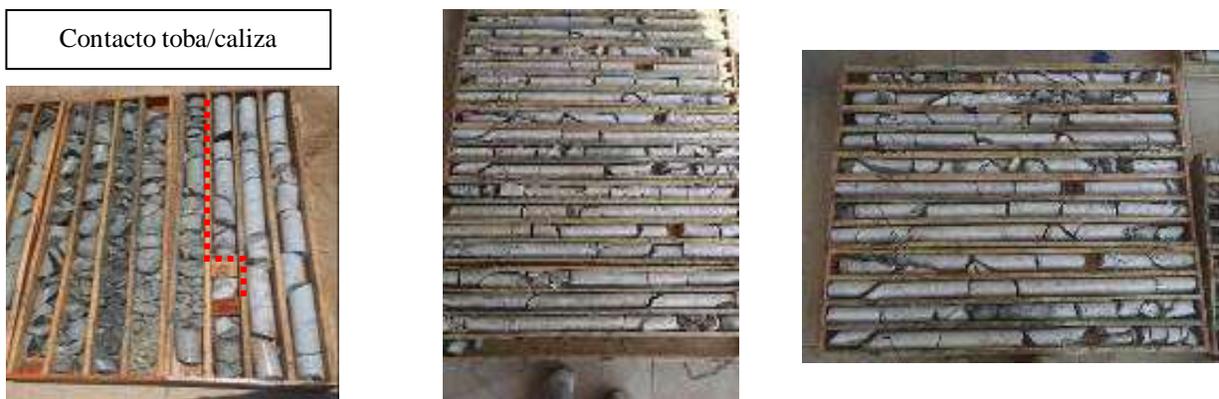


Imagen 11. Recuperación de barrenos geotécnicos en zona de calizas, en donde se aprecia la mejor calidad, mayor competencia del macizo rocoso, menor alteración; en la imagen de la izquierda se observa el contacto toba-caliza distinguiéndose las diferentes calidades en ambas litologías. Obtenido del informe del Barreno de exploración geotécnica 176, hecho en zona de Main Superior; barreno realizado para determinar la calidad del macizo rocoso para la planeación a corto plazo.

Barreno geotécnico, en la Zona Main donde se muestra las características de las tobas, calizas y zonas de mineral.

Resultados para la calidad de la roca en función del RQD y mediciones en campo

Con el barreno obtuvimos baja recuperación, lo que indica que la calidad de la roca es muy pobre o se detectaron varias zonas de falla o cavernas kársticas. (Ver imagen 12)

El rango del RQD en tobas está en el rango del 0 al 28% con recuperación entre 34 y 60%, mientras que la resistencia está en el rango de 20 a 32 MPa, obtenido con esclerómetro.

(Ver imagen 12)

En las calizas se tiene mayor RQD, entre 26 y 52% con muy buena recuperación, por arriba del 90%. (Ver imagen 12)

La zona catalogada como falla, con potencia de 2m, se ubica en el contacto toba-caliza, con calidad de roca extremadamente pobre. (Ver imagen 12)

SR-17-10 (MR) AZIMUT 347°, BUZAMIENTO -19° LONGITUD 90M												
GEO TECH					LITOLOGIA	INTERVALO DE FALLAS			MINERALIZACION			
INTERVALO (m)	REC (%)	RQD (%)	Resist. MPa	FRACT (φ)		DE (m)	A (m)	LONGITUD (m)	DE (m)	A (m)	Sulfuros	
0	5	60.0	0.0	22.50	TOBA DAC	21.00	23.00	2.00	71.2	90	PI, SPH, GAL	
5	10	70.0	0.0	32.00	TOBA DAC	26.15	26.55	0.40				
10	15	74.0	0.0	22.50	TOBA DAC	27.40	27.50	0.10				
15	20	68.0	0.0	21.00	TOBA DAC	47.10	47.20	0.10				
20	25	34.0	0.0	20.00	TOBA DAC	49.00	49.10	0.10				
25	30	88.0	26.0		DT/CZA	63.60	64.00	0.40				
30	35	100.0	82.0	30.50	CALIZA							
35	40	98.0	52.0	26.50	CALIZA							
40	45	98.0	56.0	20.50	CZA/DT							
45	50	76.0	10.0	19.50	TOBA DAC							
50	56	80.0	10.0	17.50	TOBA DAC							
56	62	88.0	26.0	14.50	TOBA DAC							
62	68	80.0	28.0	18.00	TOBA DAC							
68	74	92.0	14.0	13.00	DT/MIN							
74	77	90.0	58.0	24.00	MINERAL							
77	80	100.0	72.0	16.00	MINERAL							
80	85	98.0	68.0	21.50	MINERAL							
85	90	100.0	74.0	22.50	MINERAL							

Imagen 12. Levantamiento geotécnico de un barreno hecho en interior mina para el plan a mediano plazo, en éste se detectan litologías, % recuperación, % RQD, resistencia tomada con esclerómetro y el intervalo del sistema de fallas. Fuente: Archivos mina San Rafael

IV.1 Levantamiento Geomecánico.

El levantamiento inició con el levantamiento en la estación geomecánica, el cual se realiza en tres diferentes formas: Mapeo por arco rebatido, línea detallada y ventana; en estos tomamos la información necesaria como son:

- Analisis estructural de discontinuidades
- Grado de meteorización
- Datos hidrológicos
- Estado de fracturamiento (abertura, relleno, rugosidad, separación entre diaclasas e intemperismo.)

Mapeo por Arco rebatido

Consiste en crear un mapa de la superficie de la excavación subterránea, tanto en la bóveda como en las tablas, este mapeo es una representación libre donde las características geológicas se proyectan en un plano.

Este método fue desarrollado en 1970 por ingenieros Estadounidenses y plantea utilizar una superficie desarrollando o aplanando la circunferencia del túnel para formar un plano de toda la superficie de las tablas y la bóveda, trazando a escala las características: geológicas y Geomecánicas. (Ver imagen 13). [17]

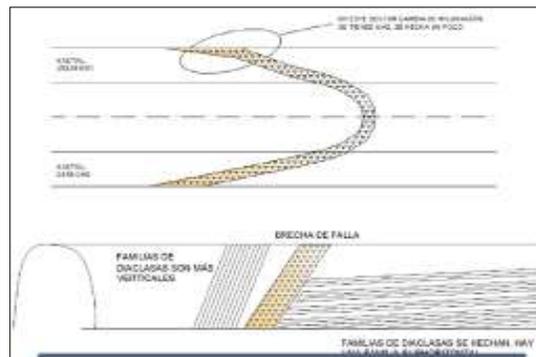


Imagen 13. Levantamiento por arco rebatido

Levantamiento de línea detallada

Conciste en colocar una línea de 1m de longitud a una altura media en tablas y frentes para obtener todas las características del macizo rocos; Esto ayuda a determinar su calidad con el Método Q de Barton. (Ver imagen 14). [17]



Imagen 14. Toma de datos con línea detallada

Levantamiento de ventana

Al igual que el de línea detallada este método consiste en colocar varias líneas de 1m en una superficie de mayor dimensión (ventanas de 1m x1m) y así obtener todas las características del macizo rocoso para obtener su calidad con el Método Q de Barton. (Ver imagen 15). [17]

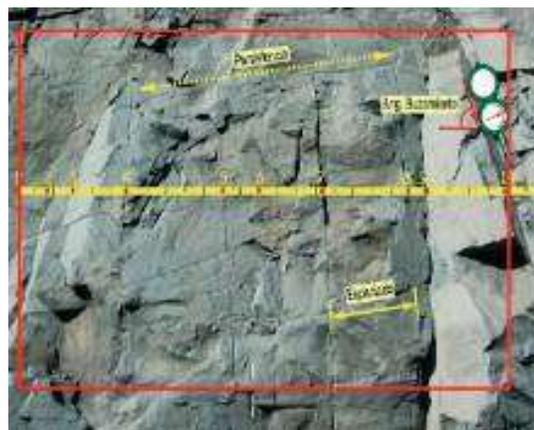


Imagen 15. Toma de datos en ventana

IV.2 Calidad del macizo rocoso usando los métodos Q y RMR

La clasificación Q fue desarrollada por Barton 1974, a partir del estudio de 212 de túneles escandinavos y permite estimar parámetros geotécnicos del macizo rocoso y diseñar el sostenimiento para túneles; el índice Q está basado en una evaluación numérica de seis parámetros dados por la siguiente expresión: [2], [7], [27]

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

RQD/ J_n representa el tamaño de bloques

J_r/J_a permite estimar la resistencia al corte entre los bloques

J_w/SRF indica el estado de tensiones en el macizo rocoso

J_n : Es el índice de número de familias de discontinuidades. De forma similar el RQD, nos indica el grado de fracturación del macizo rocoso. Presenta unos valores comprendidos entre 0,5 para rocas masivas sin diaclasas y un valor de 20 para rocas trituradas pasando por una, dos, tres, cuatro o más familias de discontinuidades.

J_r : Es el índice de rugosidad de las discontinuidades o juntas. Contiene 9 clasificaciones desde A hasta J diferenciándose dos grupos: por un lado, las diaclasas que están en contacto o cuyas caras están en contacto ante un desplazamiento inferior a 10 cm y aquellas juntas que no estarán en contacto ante desplazamientos cortantes.

Los valores de J_r están comprendidos entre 4 y 0,5 y pueden distinguirse: Diaclasas onduladas, rugosas o irregulares diaclasas onduladas, lisas diaclasas onduladas, perfectamente lisas- diaclasas planas, rugosas o irregulares diaclasas planas, lisas diaclasas planas, perfectamente lisas diaclasas con relleno de minerales arcillosos de espesor suficiente que no permiten el contacto de las caras de la discontinuidad, diaclasas con relleno arenoso, gravoso o roca triturada de espesor suficiente para no permitir en contacto entre las caras de la discontinuidad

Ja: Es el índice de alteración de las discontinuidades. Como su nombre indica mide las alteraciones de las juntas. Se distinguen tres grupos dependiendo de si están o no en contacto los planos de discontinuidad: a) contacto entre los planos de discontinuidad, b) contacto entre los planos de discontinuidad ante un desplazamiento cortante inferior a 10 cm y c) no existe contacto entre los planos de las juntas ante un desplazamiento.

Dentro de cada grupo hay varios campos en función del grado de alteración y presencia de minerales arcillosos cuyos valores extremos oscilan entre 0,75 para las discontinuidades cerradas, duras, sin reblandecimiento, impermeable, cuarzo y 20 para las discontinuidades abiertas con rellenos de arcilla gruesos.

Jw: Factor de reducción por la presencia de agua. Se trata de un coeficiente que minora el índice Q en función de la entrada de agua a la excavación. Alcanza un valor máximo de 1,0 para excavaciones secas o pequeñas surgencias y un valor mínimo de 0,05 para fluencias excepcionalmente altas o de presión elevada de carácter persistente.

SRF: SRF significa Stress Reduction Factor en inglés y es un factor que evalúa el estado tensional del macizo rocoso. El valor fluctúa entre 0,5 y 400.

Se distinguen 4 grupos para evaluar el coeficiente SRF:

- Zonas débiles que intersectan a la excavación pudiendo producirse desprendimientos de roca a medida que la excavación del túnel va avanzando.
- Rocas competentes, problemas tensionales en las rocas
- Rocas deformables: flujo plástico de roca incompetente sometida a altas presiones litostáticas
- Rocas expansivas: actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua.

Índice de calidad de roca RQD

El RQD (Rock Quality Designation) es un concepto introducido por Deer (1964, 1968), en un intento por cuantificar el espaciado de las discontinuidades; el RQD se determina a partir de los núcleos obtenidos con barrenación, y está dado por lo siguiente: [7] pagina 52, [10]

Si contamos con barrenación geotécnica, el RQD se define como la sumatoria de todos los testigos igual o mayores de 10cm dividida entre la longitud total barrenada, el resultado obtenido se multiplica por 100 para obtener el porcentaje de RQD (Ver imagen 16)

$$RQD = \frac{100 \sum x_i}{L}$$

$$RQD = \frac{\sum \text{longitud de los núcleos } \geq 10\text{cm}}{\text{Longitud total del barreno}}$$

RQD %	Calidad de roca
<25	Muy mala
25-50	Mala
50-75	Regular
75-90	Buena
90-100	Muy buena

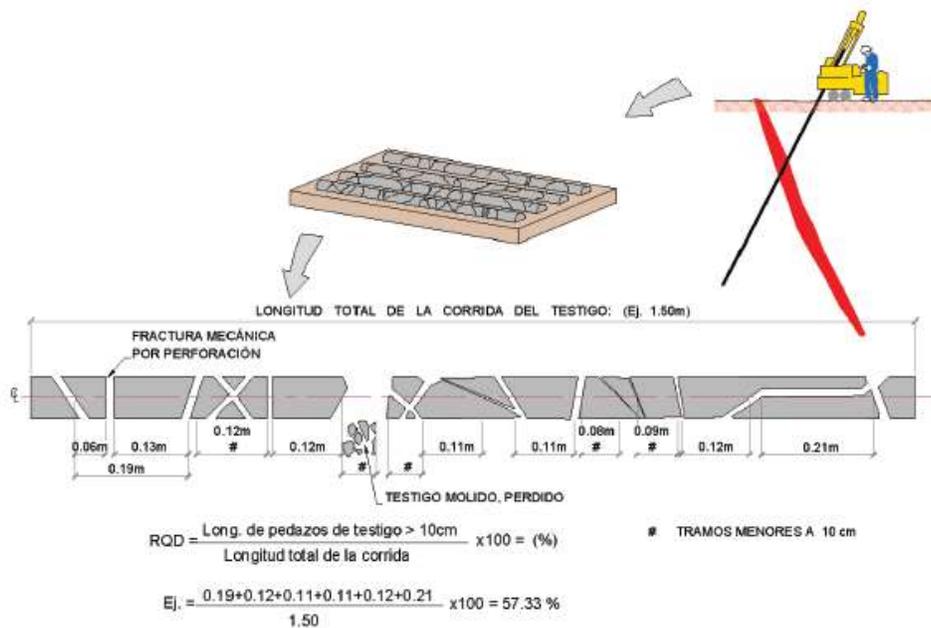


Imagen 16. Ejemplo de barreno en el que calcula el RQD. [27]

En caso de no contar con barrenación geotécnica en interior mina, el dato lo podemos obtener directamente con la variante λ obtenida en el levantamiento de línea detallada.

Priest y Houston, (1967). λ representa el número de discontinuidades en un metro cubico, este dato no es muy exacto pero de acuerdo a levantamientos empíricos es la ecuación que más nos acerca a la realidad. [27]

$$RQD= 100 e^{-0.1\lambda} (0.1\lambda+1)$$

Existen otras dos ecuaciones para realizar este cálculo de RQD. (Palmstrom, 1982)

Para $J_v > 4.5$ discontinuidades en un metro cubico, utilizamos $RQD=115-(3.3 \times J_v)$

Para $J_v < 4.5$ discontinuidades en un metro cubico, utilizamos $RQD=100-J_v$

J_v es el número de discontinuidades en un metro cubico del macizo rocoso

[2], [7], [13], [27]

La información que necesitamos obtener en el levantamiento con el método de línea detallada para determinar la calidad del macizo rocoso en campo es la siguiente:

Numero de sistemas o familias de discontinuidades (J_n), rugosidad de las fracturas (J_r), alteración de las fracturas (J_a), factor de reducción por agua en las discontinuidades (J_w) y factor de reducción de por esfuerzos (SRF), el cual se compara en tablas y se le proporciona una puntuación; la suma de todos esos puntos indica un resultado donde se define la calidad del macizo rocoso por medio de una tabla de calidades del macizo rocoso.

Analisis de calidad del macizo rocoso para las Tobas Dacíticas ubicadas al alto del yacimiento

Tablas para obtener los parámetros de las condiciones de las fisuras del macizo rocoso en zona de tobas al alto

Jn	Numero de Familias	Valor
Roca Masiva		0,5 - 1
Una familia de juntas		2
Id. Con otras juntas ocasionales		3
Dos familias de juntas		4
Id. Con otras juntas ocasionales		6
Tres familias de juntas		9
Id. Con otras juntas ocasionales		12
Cuatro o mas familias, roca muy fracturada		15
Roca triturada		20
Jn		12

Jr	Coefficiente de rugosidad de la junta	Valor
Juntas (contacto entre 2 caras)		
Discontinuas		4
Onduladas, rugosas		3
Onduladas, lisas		2
Onduladas, perfectamente lisas		1.5
Planas, rugosas o irregulares		1.5
Planas, lisas		1
Planas y perfectamente lisas		0.5
Juntas rellenas (relleno impide contacto de las caras)		
Material arcilloso		1
Material arenoso, de grava o triturado		1
Jr		3

Ja	Coefficiente de alteracion de la junta	Valor
Juntas (sin minerales de relleno intermedio)		
Juntas de paredes sanas		0,75 - 1
Ligera alteracion		2
Alteraciones arcillosas		4
Juntas (minerales de relleno con pequeño espesor)		
Con particulas arenosas		4
Con minerales arcillosos no blandos		6
Con minerales arcillosos blandos		8
Con minerales arcillosos expansivos		8 - 12
Juntas (minerales de relleno con gran espesor)		
Con roca triturada/desintegrada y arcilla		6 - 12
Con zonas de arcilla limosa o arenosa		5
Con zonas arcillosos (espesor grueso)		10 - 20
Ja		4

Jw	Coefficiente reductor presencia de H2O	Valor
Excavaciones secas o con < 5 lt/min localmente		1
Afluencia media con lavado de algunas juntas		0.66
Afluencia importante por juntas limpias		0.5
Id. Con lavado de juntas		0.33
Afluencia excepcional inicial, decreciente con el tiempo		0.2 - 0.1
Id. Mantenido		0.1 - 0.05
Jw		1

SRF	Stress Reduction Factor	Valor
Zonas debiles intersectadas a la excavacion:		
Multitud de zonas debiles o milonitos		10
Zonas debiles aisladas, con arcilla o roca descompuesta (cobertura <		5
Id. Con cobertura > 50 m		2.5
Abundantes zonas debiles en roca competente		7.5
Zonas debiles aisladas en roca competente (cobertura <= 50 m)		5
Id. Con cobertura < 50 m		2.5
Roca competente (problemas tensionales en las rocas)		
Pequeña cobertura		2.5
Cobertura media		1
Gran cobertura		0.5 - 2
Rocas deformables (flujo plastico de roca)		
Con bajas presiones		5 - 10
Con altas presiones		10 - 20
Rocas expansivas		
Con presion de hinchamiento moderado		5 - 10
Con presion de hinchamiento alta		10 - 15
SRF		2.5

$$Q = \left(\frac{RQD}{Jn} \right) * \left(\frac{Jr}{Ja} \right) * \left(\frac{Jw}{SRF} \right)$$

La calidad del macizo rocoso se mide en el intervalo de 0.001 y 1000. (Ver tabla)

CATEGORIAS EN LAS QUE SE DIVIDE LA COMPETENCIA DE LOS MACIZOS ROCOSOS DE ACUERDO AL "Q"	
INDICE CALIDAD TUNELEO (Q)	DESCRIPCION MACIZO ROCOSO
0.0001 - 0.01	Excepcionalmente pobre
0.01 - 0.1	Extremadamente pobre
0.1 - 1	Muy pobre
1 - 4	Pobre
4 - 10	Regular
10 - 40	Buena
40 - 100	Muy buena
100 - 400	Extremadamente buena
400 - 1000	Excepcionalmente buena

Cálculo de la calidad del macizo rocoso usando el metodo Q de Barton el cual se correlacionará con el método RMR

Para determinar la calidad del macizo rocoso en esta zona, se tiene lo siguientes datos obtenidos con el levantamiento de linea detallada:

Jn= 12 que indica tres familias de juntas y otras ocasionales

Jr= 3 que indica la rugosidad ondulada, rugosa

Ja = 4 indicando que la alteración de las juntas son arcillosas

Jw =1 excavaciones secas o con < 5 lt de H₂O x minuto

SRF =2.5 que indica zonas debiles aisladas con arcilla en una cobertura > 50m

RQD obtenida con $\lambda = 22$ fracturas en 1m³

Sustituyendo en la formula para obtener Q se tiene que: Q=0.89 catalogando la toba dacitica de calidad Muy Pobrel, de acuerdo a las tablas y al levantamiento

Obteniendo valores de tablas y datos de campo para obtener "Q"

RQD= 36	RQD/Jn =	Representa el tamaño de los bloques
Jn= 12	Jr/Ja =	Permite estimar la resistencia al corte entre los bloques
Jr= 3	Jw/SRF =	Indica el estado de tensiones en el macizo rocoso
Ja= 4		
Jw= 1		
SRF= 2.5		

$$Q = \left(\frac{RQD}{Jn}\right) * \left(\frac{Jr}{Ja}\right) * \left(\frac{Jw}{SRF}\right)$$

Q= 0.89

Q= 2.97 0.75 0.40 **0.89** Q MODIFICADO **2.231**

Correlación con RMR

RMR = 9lnQ+44

Ing civil **RMR= 42.975** Ing Minera **RMR= 40.80**

RMR= 40.80
GSI = 35.80

Cohesion y Angulo de friccion interno

Cohesion C=5*(RMR) (Kpa) Cohesion 20.402

Angulo de friccion 5 + (RMR/2) (Deg) Angulo Fric. 25.402

CATEGORIAS EN LAS QUE SE DIVIDE LA COMPETENCIA DE LOS MACIZOS ROCOSOS DE ACUERDO AL "Q"

INDICE CALIDAD TUNELEO (Q)	DESCRIPCION MACIZO ROCOSO
0.0001 - 0.01	Excepcionalmente pobre
0.01 - 0.1	Extremadamente pobre
0.1 - 1	Muy pobre
1 - 4	Pobre
4 - 10	Regular
10 - 40	Buena
40 - 100	Muy buena
100 - 400	Extremadamente buena
400 - 1000	Excepcionalmente buena

Con el resultado obtenido de Q y la siguiente expresión matemática, podemos correlacionar Q Barton (1974) y RMR Bieniawski (1989). [2]

Para túneles en ingeniería civil Q se correlaciona con RMR usando

$RMR = 9 \ln Q + 44$, y en caso contrario, si contamos con el valor de RMR podemos despejar

Q quedando la siguiente ecuación: [2], (Ver imagen 17 y 18)

$$Q = e^{\frac{RMR - 44}{9}}$$

Para túneles mineros, Q se correlaciona con RMR usando $RMR = 10.5 \ln Q + 42$ y en caso contrario si conocemos RMR y queremos conocer Q esta última se despeja, quedando la siguiente ecuación. [2], (Ver imagen 17 y 18)

$$Q = e^{\frac{RMR - 42}{10.5}}$$

Haciendo uso de la fórmula de correlación usada para túneles mineros, se tiene que: RMR= 40.08 para un Q= 0.89

Mientras Q cataloga a la toba dacítica de calidad Muy Pobre, RMR lo cataloga como roca de Mala Calidad con RMR=40.08

TABLA I. Clases de macizos rocosos según el RMR

Clase Macizo Rocoso	Descripción	RMR
I	Macizo rocoso de excelente calidad	81-100
II	Macizo rocoso de buena calidad	61-80
III	Macizo rocoso de calidad regular	41-60
IV	Macizo rocoso de mala calidad	21-40
V	Macizo rocoso de muy mala calidad	0-21

Nota: Bieniawski (1989) sugiere que trabajos de voladuras de pobre calidad reducen el RMR en un 20%

Imagen 17. Niveles de calidad del macizo rocoso de acuerdo a RMR

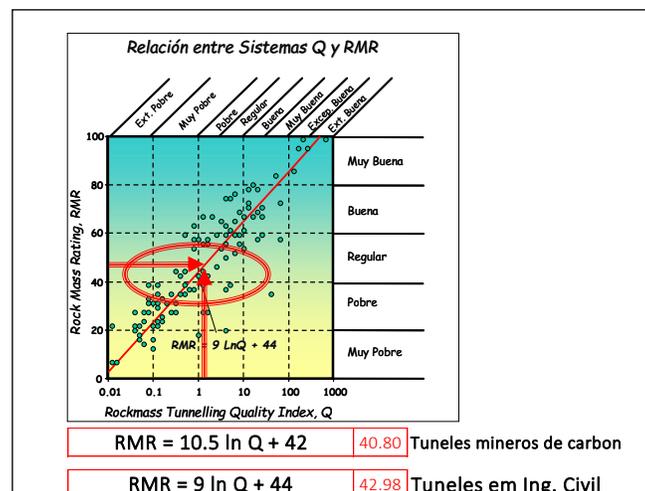


Imagen 18. Gráfica de correlación de Q y RMR, tomada del reporte de estabilidad de rebajes en diferentes calidades de roca (noviembre 2019)

Ahora, la Calidad del macizo rocoso con los métodos Q de Barton y RMR de Bieniawski para la excavación de la obra minera en zona de calizas y skarn es la siguiente.

Usando la misma metodología se obtiene RQD a partir de λ y los parámetros de las fisuras se obtienen en campo para completar las siguientes tablas:

Cálculo de Q Barton	
RQD	Rock quality Designation
Jn	Numero de familia de fracturas
Jr	Rugosidad de las fracturas
Ja	Meteorización de las fracturas
Jw	Coefficiente reductor que tiene en cuenta la presencia de agua
SRF	Stress Reduction Factor. Factor dependiente, principalmente de las tensiones existentes en el Macizo Rocosos
Para obtener RQD sin sondeos, numero de fracturas (Jv) por metro:	
Jv =	7
coeficiente de alteración	
Para Jv > 4.5	RQD = 115 - 3.3 (Jv)
Para Jv < 4.5	RQD = 100 - Jv
para zonas menos favorable	RQD = 100 e ^{-0.1λ} (0.1λ+1)
λ = Jv = numero de fracturas por metro	

Jn	Numero de Familias	Valor
Roca Masiva		0.5 - 1
Una familia de juntas		2
Id. Con otras juntas ocasionales		3
Dos familias de juntas		4
Id. Con otras juntas ocasionales		6
Tres familias de juntas		9
Id. Con otras juntas ocasionales		12
Cuatro o mas familias, roca muy fracturada		15
Roca triturada		20
Jn		12

Jr	Coefficiente de rugosidad de la junta	Valor
Juntas (contacto entre 2 caras)		
Discontinuas		4
Onduladas, rugosas		3
Onduladas, lisas		2
Onduladas, perfectamente lisas		1.5
Planas, rugosas o irregulares		1.5
Planas, lisas		1
Planas y perfectamente lisas		0.5
Juntas rellenas (relleno impide contacto de las caras)		
Material arcilloso		1
Material arenoso, de grava o triturado		1
Jr		2

Jw	Coefficiente reductor presencia de H2O	Valor
Excavaciones secas o con < 5 lt/min localmente		
		1
Afluencia media con lavado de algunas juntas		
		0.66
Afluencia importante por juntas limpias		
		0.5
Id. Con lavado de juntas		
		0.33
Afluencia excepcional inicial, decreciente con el tiempo		
		0.2 - 0.1
Id. Mantenido		
		0.1 - 0.05
Jw		1

SRF	Stress Reduction Factor	Valor
Zonas debiles intersectadas a la excavacion:		
Multitud de zonas debiles o milonitos		
		10
Zonas debiles aisladas, con arcilla o roca descompuesta (cobertura <		
		5
Id. Con cobertura > 50 m		
		2.5
Abundantes zonas debiles en roca competente		
		7.5
Zonas debiles aisladas en roca competente (cobertura <= 50 m)		
		5
Id. Con cobertura < 50 m		
		2.5
Roca competente (problemas tensionales en las rocas)		
Pequeña cobertura		
		2.5
Cobertura media		
		1
Gran cobertura		
		0.5 - 2
Rocas deformables (flujo plastico de roca)		
Con bajas presiones		
		5 - 10
Con altas presiones		
		10 - 20
Rocas expansivas		
Con presion de hinchamiento moderado		
		5 - 10
Con presion de hinchamiento alta		
		10 - 15
SRF		2

Ja	Coefficiente de alteracion de la junta	Valor
Juntas (sin minerales de relleno intermedio)		
Juntas de paredes sanas		
		0.75 - 1
Ligera alteracion		
		2
Alteraciones arcillosas		
		4
Juntas (minerales de relleno con pequeño espesor)		
Con particulas arenosas		
		4
Con minerales arcillosos no blandos		
		6
Con minerales arcillosos blandos		
		8
Con minerales arcillosos expansivos		
		8 - 12
Juntas (minerales de relleno con gran espesor)		
Con roca triturada/desintegrada y arcilla		
		6 - 12
Con zonas de arcilla limosa o arenosa		
		5
Con zonas arcillosos (espesor grueso)		
		10 - 20
Ja		2

Resultados de la calidad del macizo rocoso.

Al bajo del yacimiento, la caliza se cataloga de calidad Pobre con $Q = 3.53$, pero, en su correlación, RMR lo cataloga de calidad Regular con $RMR = 55$.

Obteniendo valores de tablas y datos de campo para obtener "Q"

RQD= 85 RQD/Jn = Representa el tamaño de los bloques
 Jn= 12 JR/IA = Permite estimar la resistencia al corte entre los bloques
 Jr= 2 JW/SRF = Indica el estado de tensiones en el macizo rocoso

$$Q = \left(\frac{RQD}{Jn} \right) * \left(\frac{Jr}{Ja} \right) * \left(\frac{Jw}{SRF} \right)$$

Q= 3.53

Q= 7.05 1.00 0.50 **3.53** Q MODIFICADO 7.050

Correlación con RMR

RMR = 9LnQ+44

Ing civil **RMR= 55.339** Ing Minera **RMR= 55.23**

RMR= 55.23
 GSI 50.23

Cohesion y Angulo de fricción interno

Cohesion $C = 5 * (RMR)$ (Kpa) Cohesion 27.614
 Angulo de fricción $5 + (RMR/2)$ (Deg) Angulo Fric. 32.614

CATEGORIAS EN LAS QUE SE DIVIDE LA COMPETENCIA DE LOS MACIZOS ROCOSOS DE ACUERDO AL "Q"

INDICE CALIDAD TUNELEO (Q)	DESCRIPCION MACIZO ROCOSO
0.0001 - 0.01	Excepcionalmente pobre
0.01 - 0.1	Extremadamente pobre
0.1 - 1	Muy pobre
1 - 4	Pobre
4 - 10	Regular
10 - 40	Buena
40 - 100	Muy buena
100 - 400	Extremadamente buena
400 - 1000	Excepcionalmente buena

Por lo tanto, el túnel minero ubicado en zona de calizas la calidad de roca es: $Q = 3.53$ catalogándose pobre, y en su correlación con $RMR = 55$ catalogándolo de calidad regular. (Ver imagen 19)

TABLA I. Clases de macizos rocosos según el RMR

Clase Macizo Rocoso	Descripción	RMR
I	Macizo rocoso de excelente calidad	81-100
II	Macizo rocoso de buena calidad	61-80
III	Macizo rocoso de calidad regular	41-60
IV	Macizo rocoso de mala calidad	21-40
V	Macizo rocoso de muy mala calidad	0-21

Nota: Bieniawski (1989) sugiere que trabajos de voladuras de pobre calidad reducen el RMR en un 20%

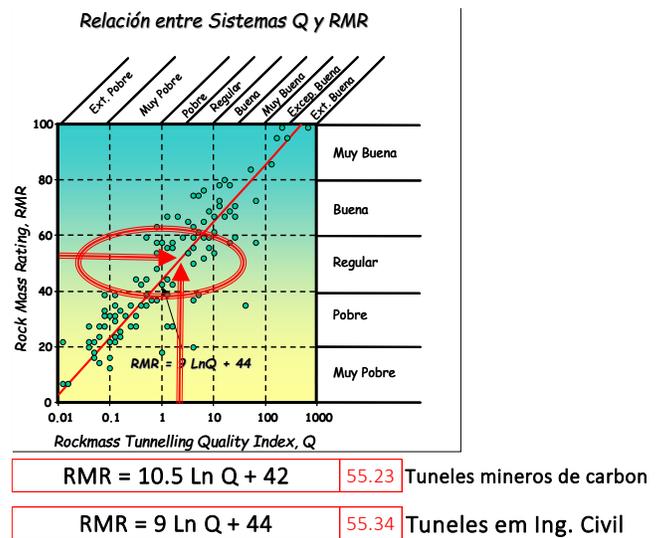


Imagen 19. La tabla de la izquierda observa las clases del macizo rocoso y a la derecha la correlación entre los métodos Q y RMR

Resultados de la calidad del macizo rocoso

La calidad del macizo rocoso en las diferentes litologías que encajonan el cuerpo de mineral en la zona Main es la siguiente: (Ver tabla 3)

- En zona de tobas, la calidad del macizo rocoso es catalogada de calidad Muy Pobre con el método Q, mientras que RMR lo cataloga de Mala Calidad. (Ver imagen 20 y 21)
- En la zona de calizas, con el método Q, la calidad del macizo rocoso se cataloga de Calidad Pobre, mientras que RMR la cataloga de Calidad Regular (Ver imagen 20 y 21)

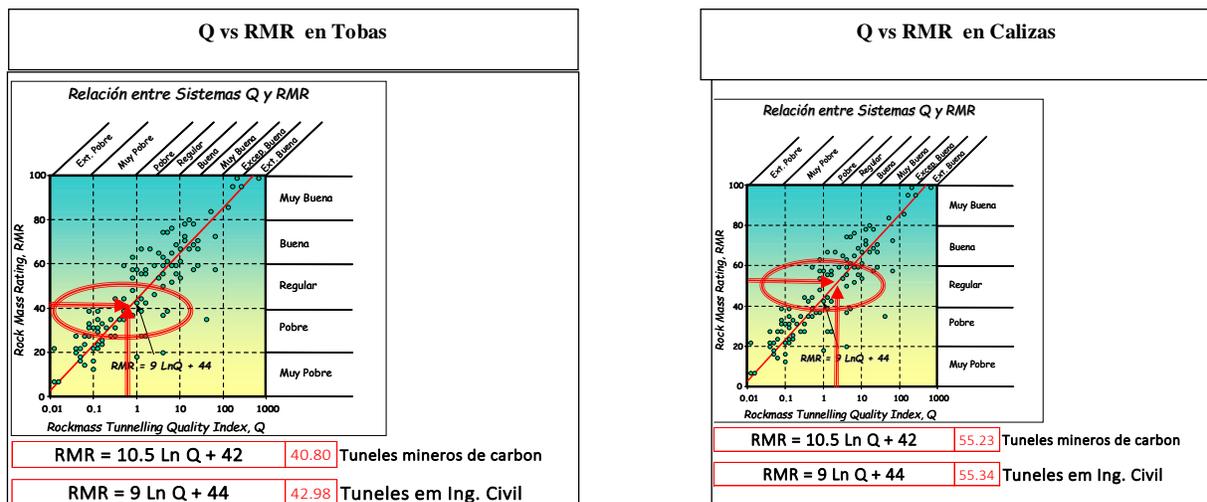


Imagen 20. Tabla de correlación entre los métodos Q y RMR en litología de tobas y caliza de zona Main

Tabla de resultados de calidad de roca en las diferentes litologías.

Litología	Ubicación	Q	Calidad	RMR	Calidad	Conclusión de calidad	Observación
Toba	Al alto del yacimiento	0.89	Muy pobre	40	Mala	Muy pobre	Riesgo de derrumbe
Caliza	Al bajo del yacimiento	3.53	Pobre	55	Regular	Pobre- regular	Principal riesgo de cuñas y zonas karsticas

Tabla 3. Resultados de calidades de roca de las diferentes litologías.

CATEGORIAS EN LAS QUE SE DIVIDE LA COMPETENCIA DE LOS MACIZOS ROCOSOS DE ACUERDO AL "Q"	
INDICE CALIDAD TUNELEO (Q)	DESCRIPCION MACIZO ROCOSO
0.0001 - 0.01	Excepcionalmente pobre
0.01 - 0.1	Extremadamente pobre
0.1 - 1	Muy pobre
1 - 4	Pobre
4 - 10	Regular
10 - 40	Buena
40 - 100	Muy buena
100 - 400	Extremadamente buena
400 - 1000	Excepcionalmente buena

TABLA I. Clases de macizos rocosos según el RMR		
Clase Macizo Rocoso	Descripción	RMR
I	Macizo rocoso de excelente calidad	81-100
II	Macizo rocoso de buena calidad	61-80
III	Macizo rocoso de calidad regular	41-60
IV	Macizo rocoso de mala calidad	21-40
V	Macizo rocoso de muy mala calidad	0-21

Nota: Bieniawski (1989) sugiere que trabajos de voladuras de pobre calidad reducen el RMR en un 20%

Imagen 21. Tablas de categorías de los métodos Q y RMR

IV.3 Arco de carga, con los métodos Q y RMR.

De acuerdo con RMR, se le cataloga arco de carga al espesor de roca afectado por tensiones naturales y por efectos de la voladura, el cual se ubica encima de la bóveda de la obra minera y que puede colapsar en caída libre; El material que se encuentra por encima de ese arco se considera estable, mientras el arco de carga no se mueva, en caso contrario se generará un nuevo arco de carga de acuerdo a las características del macizo rocoso. [2]

El arco de carga incrementa cuando el claro de la obra minera aumenta, asimismo, el arco de carga aumenta mientras la calidad de la roca empeore.

El arco de carga de acuerdo con RMR se calcula con la siguiente expresión: [2]

$$H_p = \frac{100 - RMR}{100} B$$

Donde:

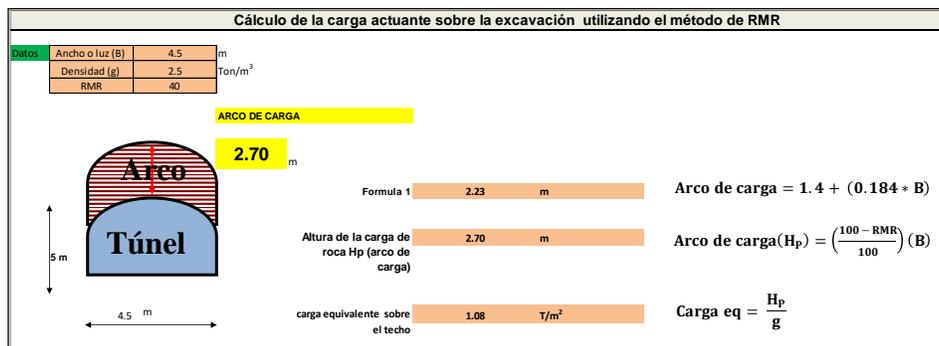
H_p = Arco de carga

RMR = Calidad del macizo rocoso de Bieniawski

B = Claro de la obra

Usando esta expresión, para claros (span) de obra de 4.5m, en zona de tobas con calidad de roca RMR= 40 se tiene el siguiente arco de carga.

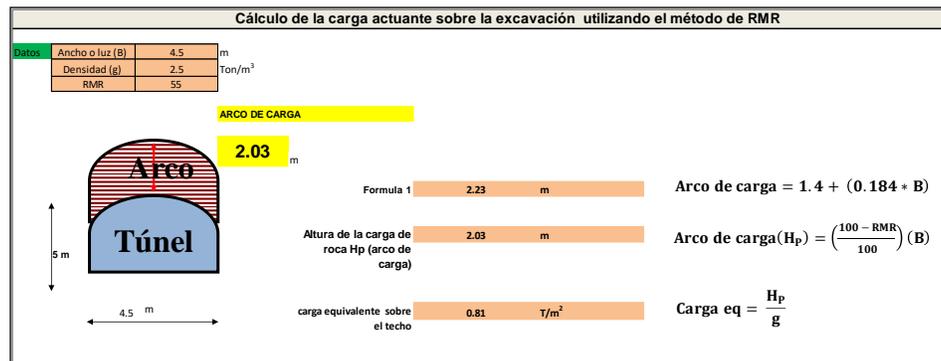
Arco de carga 2.70m



Ahora, para el cálculo del arco de carga en zona de calizas, con calidad de roca RMR=55 se tiene el siguiente resultado:

Arco de carga = 2.03m

Resultando seguro y fácil de soportar con menos costo.



Para obtener el arco de carga de acuerdo con Q de Barton (1974) se obtiene con la siguiente ecuación: [2]

$$De = \frac{\text{Excavation span, diameter or height (m)}}{\text{Excavation Support Ratio, ESR}}$$

De acuerdo con Barton, el arco de carga es el claro de la excavación dividido entre el ESR; El valor de ESR “Excavation Support Ratio” (Razón del Soporte de la Excavación), es vinculado con el uso final y la vida anticipada de la excavación, viene siendo un factor de seguridad. En efecto, Barton homogeneiza los diámetros de las excavaciones a un diámetro “equivalente”, que se define $De = D/ESR$. [2]

Valores de ESR. [2]

3.0-5.0 para excavaciones temporales, es recomendable utilizar: 2.5 para una sección circular y 2 para una obra rectangular

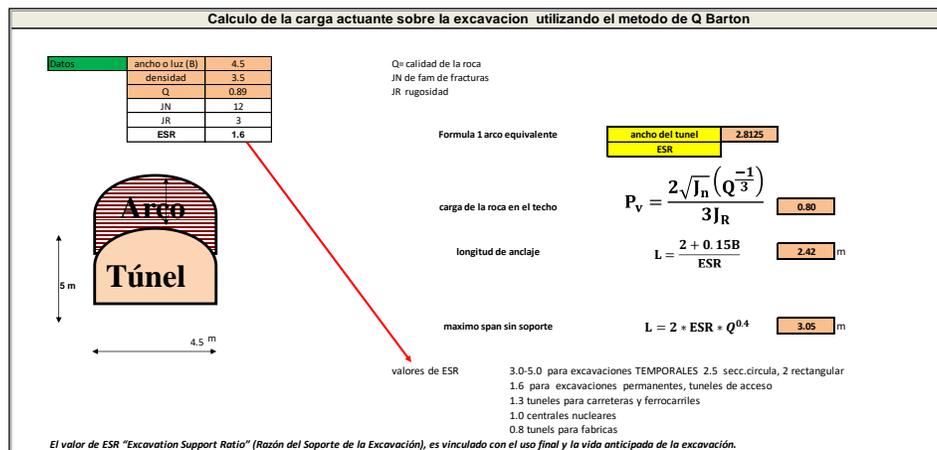
1.6 Para excavaciones permanentes, túneles de acceso

1.3 para túneles de carreteras y ferrocarriles

1.0 para centrales nucleares

0.8 para túneles para fábricas

Para Barton, el arco de carga está relacionado con el claro de la obra y el ESR; por lo que: para un claro de 4.5m y una obra permanente, se utiliza un ESR= 1.6, dando como resultado que el arco de carga es de 2.8m.



Conclusiones del arco de carga con los métodos Q y RMR

Concluimos que para un claro de obra de 4.5m con diferentes calidades de roca, utilizando los métodos Q y RMR varía. (Ver tabla 4)

	Calidad de roca	Categoría	claro de obra (m)	arco de carga (m)
RMR	40	Mala calidad	4.5	2.7
RMR	55	Regular calidad	4.5	2.03
Q	0.89	Muy pobre	4.5	2.8

Tabla 4. Resultados del arco de carga de acuerdo a la calidad del macizo rocoso

Con el método RMR el arco de carga está relacionado con el claro de la obra y la calidad del macizo rocoso, en cambio, el arco de carga con el método Q se relaciona con el claro de la obra y la vida útil de la obra minera que está relacionado con el ESR

Por lo tanto:

En zona de tobas para un claro de 4.5m con calidad de roca mala de acuerdo a RMR y Q, el arco de carga es de 2.70m-2.80m, quiere decir que si no se controla ese espesor de roca en el cielo, podemos tener caídos de material y levantamientos de obra en una razón de 2.7m y 2.8m de forma ascendente.

En calizas, de acuerdo con RMR: el arco de carga es de 2.03m

Veamos la variación del arco de carga utilizando el método RMR, para esto, el cálculo se realizó con diferentes calidades de roca y en diferentes claros de obra (*Ver tabla 5*)

Análisis de arcos de carga con diferentes claros de obra pero con la misma calidad de roca (mala calidad)		
Calidad de roca con el método RMR	Claro de obra (m)	arco de carga (m)
40	5	3.0
40	6	3.6
40	7	4.2
40	8	4.8
40	9	5.4
40	10	6.0

Análisis de arco de carga con diferentes claros de obra pero con la misma calidad de roca (calidad regular)		
Calidad de roca con el método RMR	Claro de obra (m)	arco de carga (m)
55	5	2.3
55	6	2.7
55	7	3.2
55	8	3.6
55	9	4
55	10	4.5

Tabla 5. Resultados del arco de carga en diferentes claros de obra y diferentes calidades de roca.

Podemos observar la variación del arco de carga en diferentes calidades de roca y con diferentes claros de obra.

De acuerdo con RMR, el arco de carga en roca de mala calidad (tobas) aumenta considerablemente, incrementando el riesgo de caídos y aumentando el costo de sostenimiento, esto en comparación del arco de carga que se forma en roca de calidad regular (caliza).

Calculando este arco de carga de forma prematura y durante la planeación de una obra minera, podemos prever y rediseñar obras ante un riesgo que detectemos, con esto podemos dar alternativas y soluciones previas; de lo contrario el costo sería muy alto.

IV.4 Presión de roca en el cielo o bóveda de la obra minera.

En el inciso anterior vimos como calcular el arco de carga, este dato nos sirve para calcular la presión de roca que ejerce por metro cuadrado en cada avance. ¿Para qué nos sirve? Podemos calcular el bloque de material o roca con riesgo a desprenderse, nos ayuda a conocer el tipo de fortificación, tipo de anclaje y patrón de anclaje.

Esta es la expresión que nos ayuda a calcular la presión de roca en el cielo de la obra en base a los análisis de Terzagui que relaciona el espesor de roca en una altura h, expuesta en un túnel: [2]

$$Pr = \frac{W}{\text{área}}$$

Donde:

Pr=Es la presión de roca que actúa sobre la bóveda de la obra minera

W= Es el peso del bloque que se ubica por encima de la bóveda de la obra minera

Área= Es el área de exposición del bloque de roca que se expone en la bóveda de la obra

Supongamos, para un arco de carga de 2.70m, en un avance de 3.5m y ancho de obra de 4.5m tenemos un volumen de material de 42.5m³, si lo multiplicamos por su densidad obtenemos el peso del material en toneladas (t).

La densidad de la toba en la mina oscila en los 1.8 t/m³, entonces, al multiplicarlo por el volumen del material tenemos que el peso del bloque es:

$$W = 76.5 \text{ t}$$

Siguiendo con el área de exposición, nos queda que el área= (3.5m de avance) x (4.5m de claro) dando como resultado que el área de exposición es de 15.75m².

Haciendo uso de la expresión Pr en zona de tobas, la presión de roca Pr= 76t / 15.75m² nos da como resultado que en cada metro cuadrado tenemos una presión de roca de:

$$Pr = 4.8 \text{ t / m}^2$$

Este cálculo junto con la calidad de roca se debe realizar en la etapa de planificación y durante la explotación para verificar los riesgos durante el avance.

Para calcular la presión de soporte primero determinamos cual es el factor de seguridad requerido; para nosotros en la mina usamos mínimo un factor de seguridad de $F_s=2$

La expresión para calcular la presión de soporte es la siguiente

$$P_s = P_r \times F_s$$

Donde:

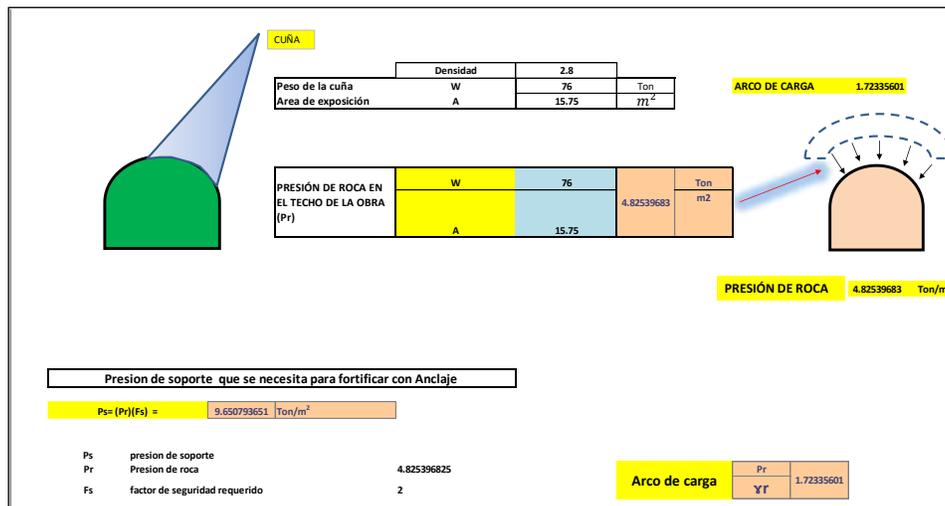
P_s =Presión de soporte

P_r =Presión de roca en la bóveda minera

F_s = Factor de seguridad requerido para proporcionar seguridad de soporte

Si requerimos un $F_s=2$, entonces: $P_s = 4.8t/m^2 \times 2 = 9.65 t / m^2$ que necesitamos para soportar el bloque de roca.

Si tenemos anclas que soportan 5 toneladas, podemos colocarlas con un patrón de 1m a tres bolillo, es decir colocar a cada 1m de forma intercalada para soportar el bloque ya calculado.



También, con el método RMR podemos obtener la carga de roca o presión sobre la bóveda; Se puede calcular con el arco de carga y la densidad del material utilizando la siguiente expresión: [2], [8]

$$\text{Carga de roca} = \frac{100 - \text{RMR}}{100} \gamma B$$

Donde:

RMR= Calidad de roca de Bieniawski

γ = Densidad del macizo rocoso

B= Claro de obra

Si tenemos RMR=40 en zona de tobas, la densidad $\gamma=1.8 \text{ t/m}^3$ y B=5m, la presión de roca es de 5.4 t/m²

Esta ecuación empírica hay que utilizarla con precaución ya que puede resultar poco representativa y no muy confiable. [2]

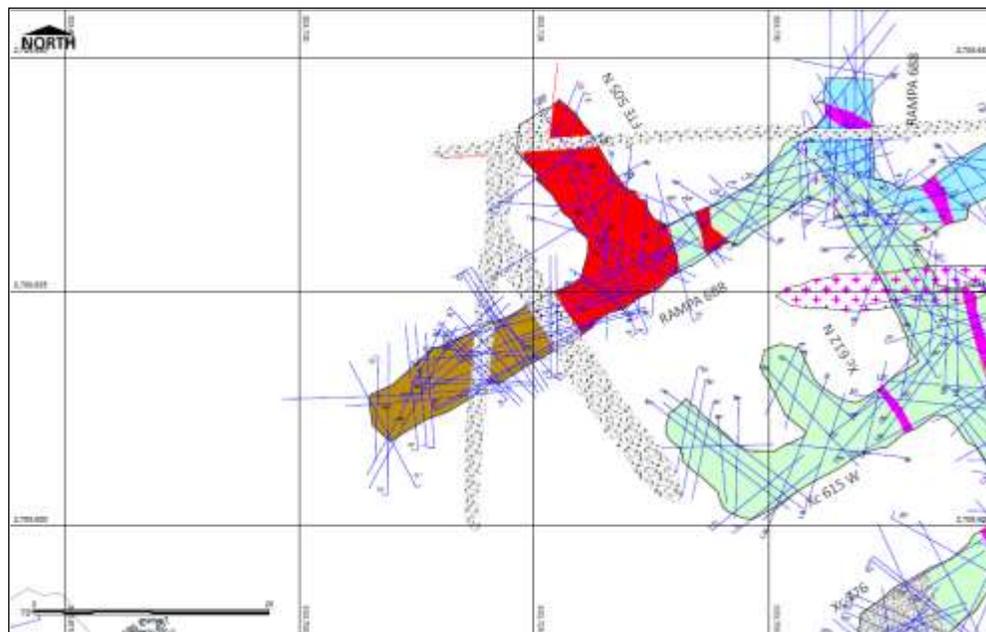
IV.5 Análisis estructural y modelo de cuñas

De los diferentes cálculos Geomecánicos que utilizamos para predecir el comportamiento del macizo rocoso es el análisis estructural, ya que con este determinamos las condiciones de fracturas y fallas, formación de bloques y cuñas que afecten el desarrollo de nuestras obras y /o áreas de explotación.

El levantamiento lo iniciamos detectando las principales fracturas y fallas, determinamos su dirección (azimut) y echado (Dip) con brújula y lo plasmamos en un plano. [1], [3], [9]

Si no hacemos un buen análisis estructural podemos tener bloques o cuñas ocultas que se pueden desprender y caer en caída libre del cielo, tablas y hombros de la obra minera y esto pone en riesgo la vida de nuestros trabajadores y la pérdida de equipos.

Por tal razón hacemos un buen análisis estructural y con esto modelamos el principal sistema de cuñas obteniendo su factor de seguridad; El F_s mínimo requerido para soportar o catalogar como confiable una cuña es de: $F_s=2$.



Levantamiento Geológico estructural en la rampa 688 de la mina San Rafael (2019), en el que se verifica la calidad del macizo rocoso y el principal sistema estructural encontrado durante la etapa de desarrollo y explotación; Con el objetivo de identificar bloque y cuñas con riesgo a desprenderse para el soporte y eliminación de riesgos

Con este levantamiento obtenemos el principal sistema estructural o familia de estructuras que forman cuñas y posteriormente lo modelamos con los programas: para proyección de estructuras Dips v6.0 de Rocscience y para el modelo de cuñas usamos Unwedge v2.0 de Rocscience; los datos necesarios son los que levantamos con brújula (azimut/Dip) y los transformamos a: Dip/ Dip Direction para realizar el modelo. [1], [3], [9]. (Ver imagen 6)

Datos levantados con brújula

Datos obtenidos con brujula			
Rumbo cuadrantes	rumbo azimuth (°)	echado/Dip (°)	Dip direction (°)
N70E	70	65	160
S40W	220	50	310
N30W	330	75	60

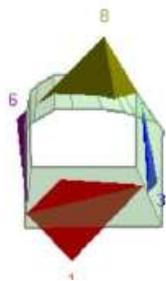
Tabla 6. Datos obtenidos con brújula de cuadrantes o azimuth, convertidos a dip/dip direction

Con los resultados obtenidos del levantamiento mostrado en la tabla y el plano anterior, el modelo arrojó que el Factor de seguridad de la principal cuña es: Fs=0, indicando alta probabilidad de desprendimiento.

El análisis nos proporciona un volumen, peso y área de exposición de la cuña; Independientemente de que el software nos indique, la presión de soporte necesario para su sostenimiento la podemos obtener matemáticamente con lo que mostramos en el capítulo anterior, conociendo su peso, área de exposición y Fs requerido.

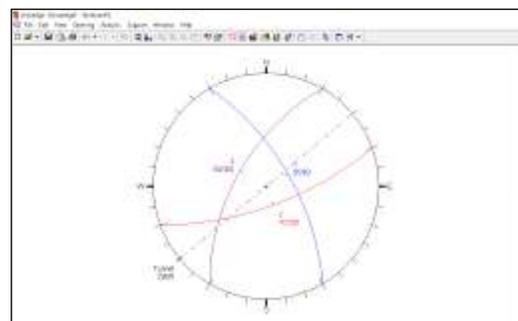
Modelo de cuña realizado con Unwedge v2.0

Principal sistema de cuñas

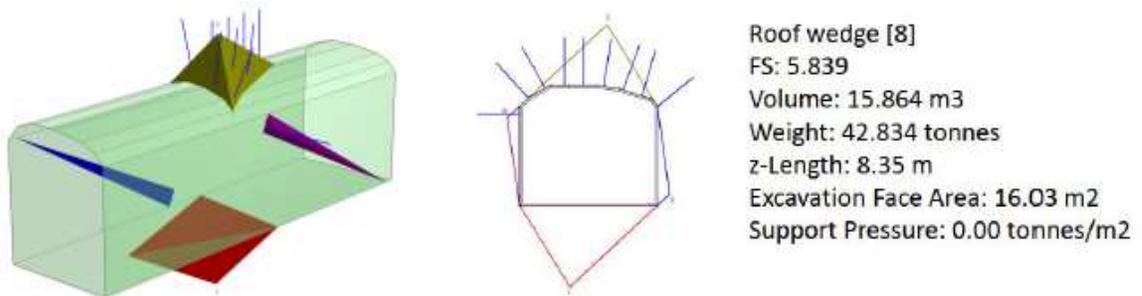


Roof wedge [8]
 FS: 0.000
 Volume: 15.864 m3
 Weight: 42.834 tonnes
 z-Length: 8.35 m
 Excavation Face Area: 16.03 m2
 Support Pressure: 4.10 tonnes/m2

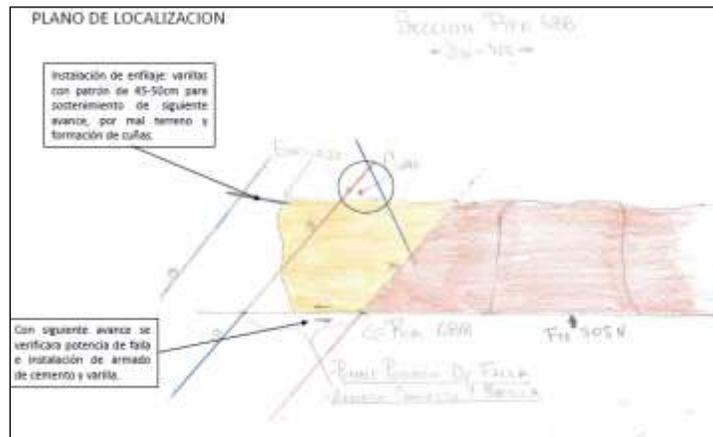
Principal sistema de cuñas obtenida con Dips



Asimismo obtenemos el modelo de soporte utilizando anclaje, el cual, al modelarlo, observamos que incrementa su factor de seguridad a $F_s=5.8$ catalogándose muy confiable, en este modelo en caso de requerirlo, podemos agregar concreto lanzado para aumenta su F_s , pero en este caso no es necesario.



Sección realizada en campo para visualizar los contactos, principales fallas y fracturas y cuñas con riesgo a desprenderse; esta práctica debe realizarse todo el tiempo, tanto en campo como en gabinete.



Sección geológico- estructural realizado en campo, en el que se muestra la proyección de estructuras y contactos litológicos.

IV.6 Análisis de esfuerzos y modelado con elementos finitos

El análisis de estabilidad de obras subterráneas se apoya en el cálculo de las modificaciones al estado de equilibrio inicial del macizo rocoso que las obras generan.

El macizo se encuentra en estado de inicial que corresponde al equilibrio de esfuerzos que cambian y se modifican alrededor de las obras que se generan.

Esto es muy relevante ya que podemos identificar el comportamiento tensional del macizo rocoso a diferentes profundidades con diferentes litologías, podemos identificar el comportamiento de los esfuerzos alrededor de la obra minera con diferentes claros, asimismo identificamos el arco de carga, la condición de pilares corona, pilares de apoyo vertical. Es decir: Podemos prever el comportamiento Geomecánico de las obras planeadas de acuerdo con sus dimensiones, geometría, litología y profundidad. [1], [2], [3], [5]

Criterio de rotura de Hoek y Brown 1988. [3]

Es un criterio empírico de rotura no lineal para evaluar la resistencia de la matriz rocosa.

Hoek y Brown introdujeron su criterio de rotura en un intento de proporcionar los datos de inicio para el análisis necesario en el diseño de excavaciones subterráneas en roca competente.

El criterio se dedujo a partir de los resultados de las investigaciones de Hoek de roturas frágiles de roca intacta y de un modelo de estudio del comportamiento del macizo rocoso de Brown. El criterio partía de las propiedades de la roca intacta y entonces se introducían factores reductores de estas propiedades sobre la base de las características de un macizo rocoso diaclasado. Los autores, intentando relacionar el criterio empírico con las observaciones geológicas, por medio de uno de los sistemas de clasificación de los macizos rocosos, eligieron para este propósito el RMR (Rock Mass Rating) propuesto por Bieniawski.

Debido a la ausencia de otras alternativas, el criterio fue pronto adoptado por la comunidad de la mecánica de rocas y se usó rápidamente extendiéndose más allá de los límites originales utilizados en la deducción de las relaciones de reducción de la resistencia.

Consecuentemente, llegó a ser necesario reexaminar estas relaciones e introducir nuevos elementos cada vez que dicho criterio era aplicado a un amplio rango de problemas prácticos.

Resultado de estos avances, fue la introducción de la idea de macizos rocosos “inalterados” y “alterados” por Hoek y Brown, y la introducción de un criterio modificado para obligar a la resistencia a tracción del macizo rocoso a tender a cero para macizos de calidad muy mala (Hoek, Wood y Shah,). [1], [2], [3], [5]

Con la siguiente ecuación se puede estimar la resistencia en condiciones de los macizos rocosos, para el diseño de excavaciones subterráneas.

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} * \sqrt{m * \left(\frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}}\right) + S}$$

Donde:

σ_1 = Esfuerzo principal mayor

σ_3 = Esfuerzo principal menor

σ_{ci} = Resistencia a la compresión simple (laboratorio)

m y S son parámetros relacionados con el grado de imbricación (lajeo, escamocidad) y fracturación del macizo rocoso y se representan con la siguiente ecuación: [1], [2], [3], [5]

$$m = m_i * \exp\left(\frac{GSI-100}{28-14D}\right) \qquad S = \exp\left(\frac{GSI-100}{9-3D}\right)$$

GSI=Índice de resistencia Geológica

m_i : Es el valor de m para la roca matriz (Hoek y Brown 1980), es una constante que depende de las propiedades de la matriz rocosa y se obtiene en laboratorio con ensayos triaxiales de la matriz rocosa. [1], [2], [3], [5]

Para macizos rocosos poco alterados (excavados con tuneladora)

$$m = m_i * \exp\left(\frac{GSI-100}{28}\right) \qquad S = \exp\left(\frac{GSI-100}{9}\right)$$

σ_v = Esfuerzos verticales

$$\sigma_v = \gamma (10^{-2}) * Z$$

Donde:

γ = densidad del macizo rocoso

Z: Altura a la superficie

Se multiplica por 10^{-2} para convertir directamente a MPa.

σ_3 = Esfuerzo principal menor = esfuerzo horizontal

σ_h = Esfuerzo horizontal

$$\sigma_h = K (\sigma_v)$$

Expresión de la constante K

$$K = 0.25 + 7 * E\sigma_p (0.001 + 1/Z)$$

Donde:

Z: Altura a la superficie

$E\sigma_p$. Es el Módulo de deformación y está dado por la siguiente expresión:

$$E\sigma_p = \left(1 - \frac{D}{2}\right) * \sqrt{\left(\frac{\sigma_{ci}}{100}\right) * 10^{GSI - \frac{10}{40}}}$$

Donde:

σ_{ci} = Resistencia a la compresión simple (laboratorio)

GSI = Índice de resistencia Geológica

D = Grado de alteración en el que el macizo rocoso ha sido sometido por efectos de voladuras, factor de disturbancia; Su valor se obtiene de tablas a partir del grado de alteración por disturbio del macizo rocoso. [3]

[1], [2], [3], [5]

Los valores de s y α se obtienen de distintas expresiones, dependiendo de si el valor de GSI es mayor o menor que 25 (valor arbitrario), donde los valores mayores a 25 representan macizos rocosos de media a buena calidad y los menores a 25 de mala a muy mala calidad. Las expresiones son las siguientes: [1], [2], [3], [5]

- Macizos rocosos con $GSI > 25$

$$S = \exp\left(\frac{GSI-100}{9}\right)$$

$$\alpha = 0,5$$

- Macizos rocosos con $GSI < 25$

$$\alpha = 0.65 - \left(\frac{GSI}{200}\right)$$

$$s = 0$$

Análisis de esfuerzos con datos obtenidos en interior mina

Análisis del esfuerzo principal menor sustituyendo los datos requeridos para la zona de tobas con los siguientes parámetros: (Ver tabla 7)

RQD	35.75	Resistencia a la comp. simple	σ_{ci}	13.00 MPa
Q	0.74		GSI	33.89
Q modificado	1.49	Alteración por voladura	D	0.8
Kohesion KPa	0.19		mi	19
RMR	38.89	altura a la superficie	Z	50 m
Ángulo de fricción ϕ	24.45	Densidad de la roca	γ	2.5 t/m ³

Tabla 7. Datos obtenidos y que son necesarios para para determinar los esfuerzos principales mayores, menores y verticales

Sustituyendo se obtienen los siguientes resultados

Análisis				
RQD	35.70	Resistencia comp simple	oci	13.00
Q	0.74		GSI	33.89
Q modif	1.89	Alteración Voladura de la matriz rocosa	D	0.70
Cohesion kpa	0.15		m	19.00
RMR	38.89	Altura desde superficie	Z	50.00
Angulo de fricción	24.45	Densidad de la roca	Y	2.50

Esfuerzos Verticales

$$\sigma_v = \gamma(10^{-2}) * Z$$

$\sigma_v = 1.25$ MPa

Esfuerzos Horizontales

$$\sigma_h = K\sigma_v$$

$\sigma_h = 0.48$ Mpa

$K = 0.25 + 7 * Eop(0.001 + \frac{1}{Z})$

$K = 0.39$ tambien $K=\sigma_h/\sigma_v = 0.39$

$$Eop = (1 - \frac{D}{2}) * (\frac{\sigma_{ci}}{100}) * (10^{\frac{GSI-10}{40}})$$

$Eop = 0.93$

Resistencia global del macizo rocoso de hoek y brown

$$\sigma_{cm} = (\frac{2C \cos \phi}{1 - \sin \phi})$$

$\sigma_{cm} = 0.60$ Mpa

Criterio de rotura de Mohr Coulomb

$$\tau = C + \tan \phi$$

$\tau = 6.10$

Factor de competencia

$f_c = \sigma_{ci} / \sigma_1 = 5.75$

si $f_c > 10$, la resistencia del MR es alta, por lo tanto la obra es estable
 si $10 > f_c > 2$, estabilidad condicionada, inician deformaciones en MR
 si $f_c < 2$, estabilidad condicionada, inician aestallidos en el Macizo Rocosos

Criterio de rotura de Hoek & Brown

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} * \sqrt{m * (\frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}}) + S}$$

$\sigma_1 = 2.26$

σ_3 menor = σ_h

σ_3 MAX

$$(\frac{\sigma_3 MAX}{\sigma_{cm}}) = 0.47 (\frac{\sigma_{cm}}{\gamma h})^{-0.94}$$

$\sigma_3 MAX = 70.637$

Cohesion

$C = 5 * RMR$

$C = 1.94$

Angulo de Friccion Interna

$$\theta = 5 + \frac{RMR}{2}$$

$\theta = 24.45$

Rock Quality Designation (RQD)

$RQD = 115 - 3.3 * J_v$

$RQD = 75.40$

$RQD = 100$

Donde:

Jc	N° Fracturas
Jv	12

Resultados

Trabajando con 2 litologías: toba de calidad muy pobre y caliza de calidad regular, ambos a 50m de profundidad, observamos la diferencia en resultados, tanto en calidad de roca, arcos de carga y esfuerzos principales: σ_1 y σ_3 , así como el esfuerzo vertical σ_v . (Ver tabla 8)

litología	Q	RMR	Calidad	Claro (m)	arco de carga (m)	σ_{ci} resistencia a la compresión (MPa)	σ_1 esfuerzo principal mayor (MPa)	σ_3 esfuerzo principal menor (MPa)	σ_v Esfuerzo vertical (Mpa)
Toba	0.68	39	Muy pobre	4.5	2.8	13	2.26	0.48	1.25
Caliza	3.53	55	Regular	4.5	2.03	18	5.16	1.05	1.75

Tabla 8. Resultado de los esfuerzos principales en diferentes litologías de este yacimiento.

Estos resultados también los modelamos Utilizando softwares RocData y Phase o examine para obtener por la acción de esfuerzos.

Para obtener los datos de m_i , GSI, σ_{ci} , D, C, Phi, Em. Utilizamos primero el RocData de Rocscience y utilizamos el método simplificado de Hoek y Brown

Material Toba

$m_i=13$

GSI =31 roca calidad muy pobre

D= 0.8 afectado por voladura

C =0.096 MPa cohesión baja de acuerdo a Mohr-Coulomb

Phi ángulo de fricción interno $\phi= 15^\circ$

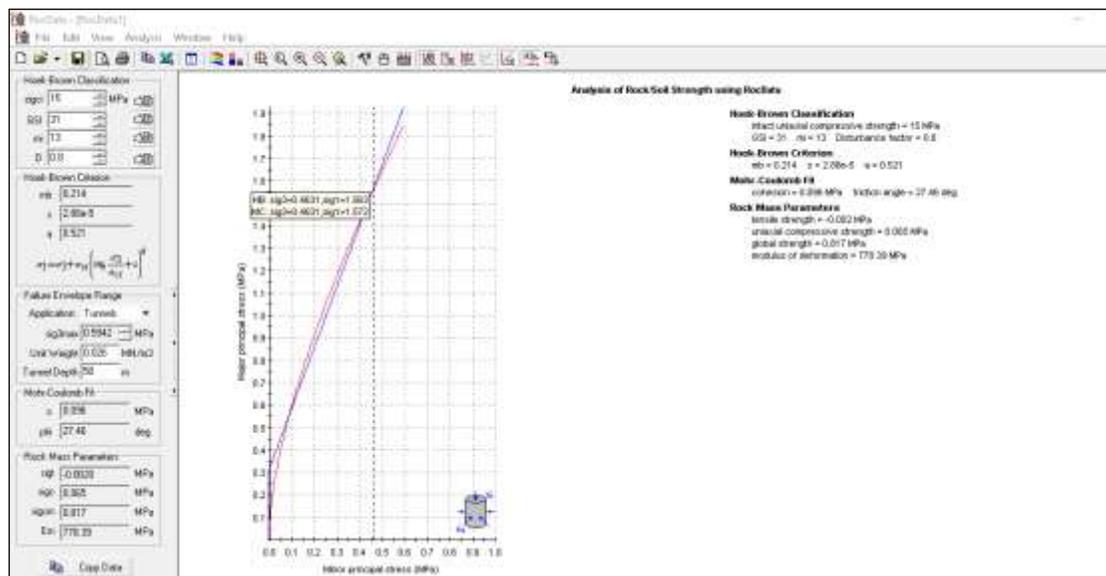
$m_b = 0.214$

S =0.000028

a =0.521

<p>Hoek-Brown Classification intact uniaxial compressive strength = 15 MPa GSI = 31 $m_i = 13$ Disturbance factor = 0.8</p> <p>Hoek-Brown Criterion $m_b = 0.214$ $s = 2.88e-5$ $a = 0.521$</p> <p>Mohr-Coulomb Fit cohesion = 0.096 MPa friction angle = 27.46 deg</p> <p>Rock Mass Parameters tensile strength = -0.002 MPa uniaxial compressive strength = 0.065 MPa global strength = 0.817 MPa modulus of deformation = 778.39 MPa</p>

Del software RocData se encuentra el criterio de falla de Hoek-Brown que es una relación entre σ_1 y σ_3



Los datos obtenidos en RocData los usamos para el modelo numérico utilizando los programas examine 2D y Phase 2 (Rocscience).

Modelo con examine 2D en tobas

De acuerdo al software y los datos obtenidos el valor de σ_1 en la bóveda de la obra minera en toba es de 3.20 MPa a una profundidad de 50m; σ_3 es de 0.30 MPa y disminuye conforme nos alejamos de la excavación; σ_z esfuerzo vertical de 1.50 MPa y 1.63MPa en el contorno de la obra minera. (Ver imagen 22-26)

El valor del esfuerzo se observa en el cuadro superior izquierdo de cada imagen

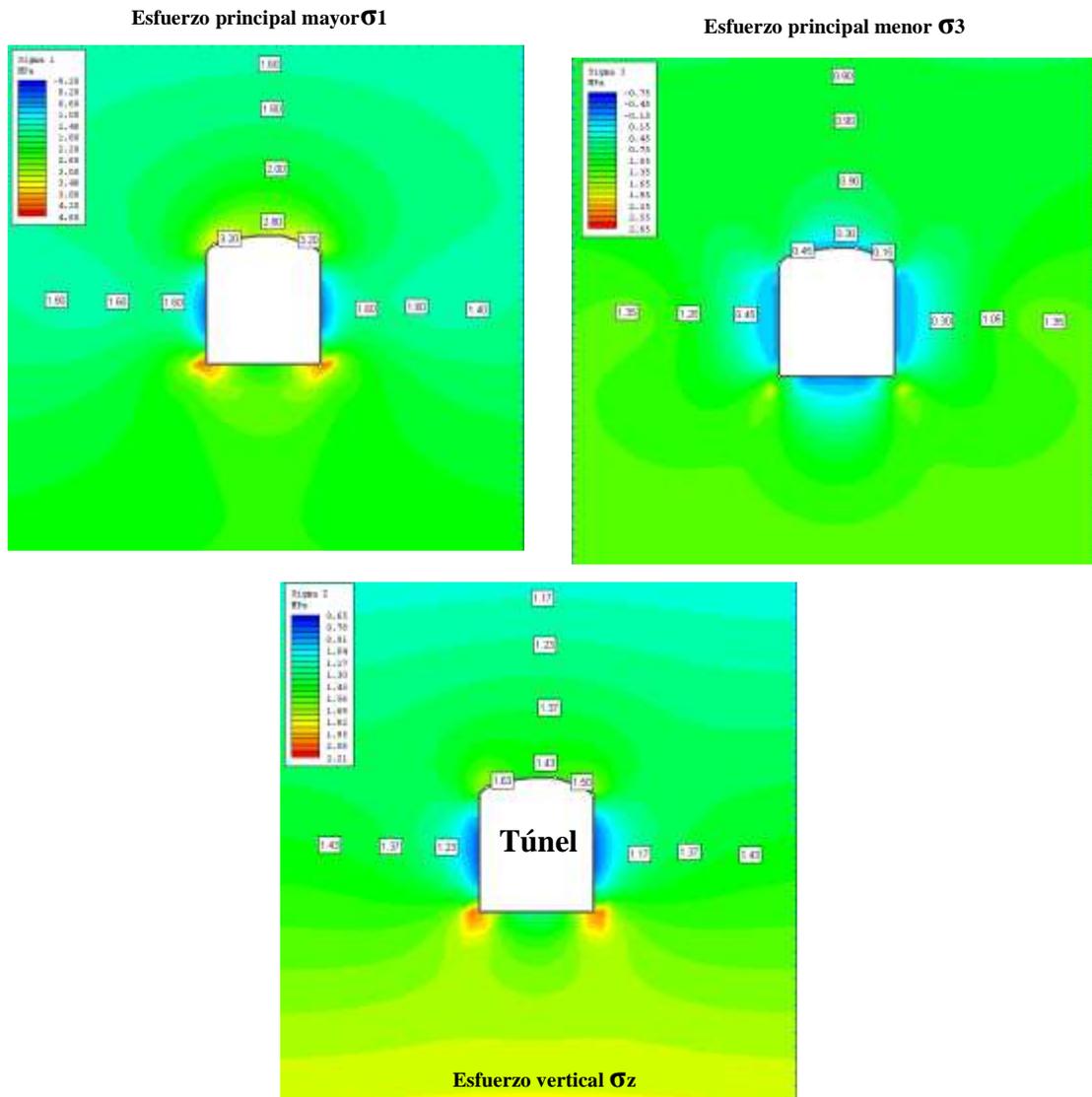


Imagen 22. Resultados de un modelo numérico por elementos finitos; la tabla de colores indica en azul los valores más bajos de los esfuerzos registrados en MPa, y conforme aumenta, la gama de colores cambia a verde, amarillo, hasta llegar a rojo que indica las zonas de mayor concentración de esfuerzos y deformación del macizo rocoso.

A partir de esto obtenemos el factor de seguridad de la obra minera, principalmente en bóveda y tablas

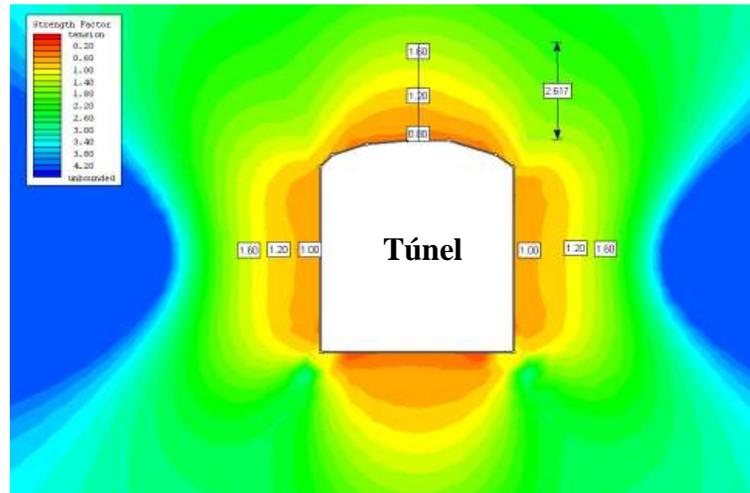


Imagen 23. Se observa un bajo factor de seguridad en el contorno de la obra; en la bóveda se observa un bajo factor de seguridad en una potencia de 2.6m y de acuerdo al arco de carga con el método RMR el arco es de 2.7m, con esto se comprueban los resultados obtenidos.

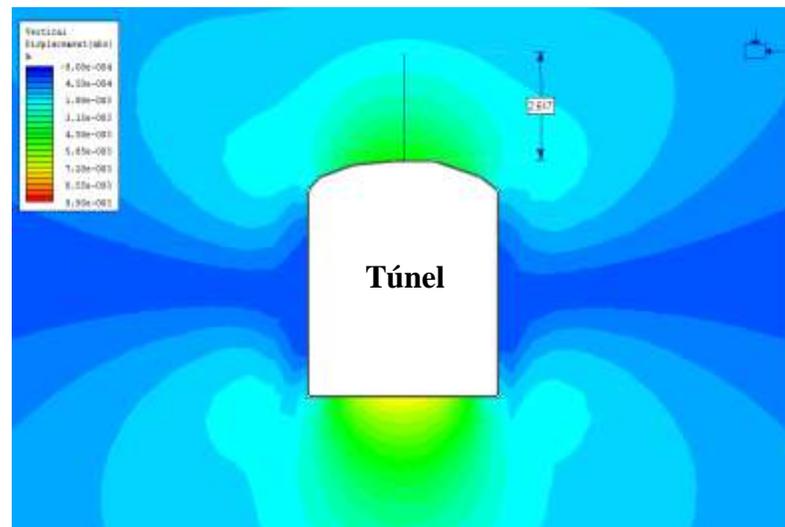


Imagen 24. En el modelo de desplazamientos, en verde se muestra la zona de la obra (bóveda) donde hay mayor concentración de los esfuerzos verticales.

Comparando los resultados del modelo numérico vs arco de carga con el método RMR, se muestran los factores de seguridad en roca de calidad muy pobre vs roca de calidad regular

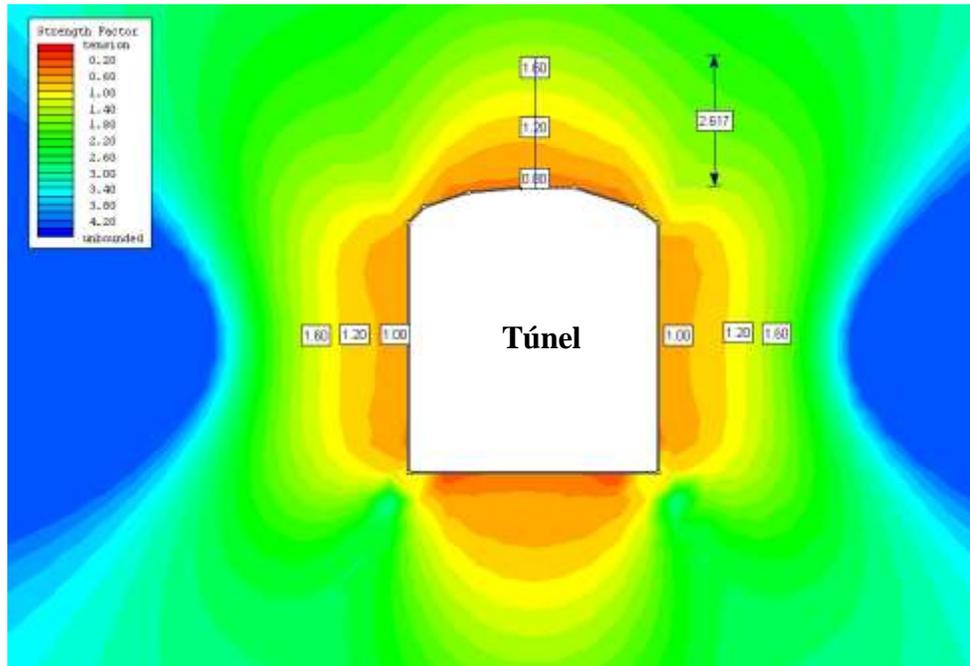


Imagen 25. El color café observado en el contorno de la obra muestra los bajos factores de seguridad en tobas, generando un mayor arco de carga por su mala calidad en comparación con las calizas.

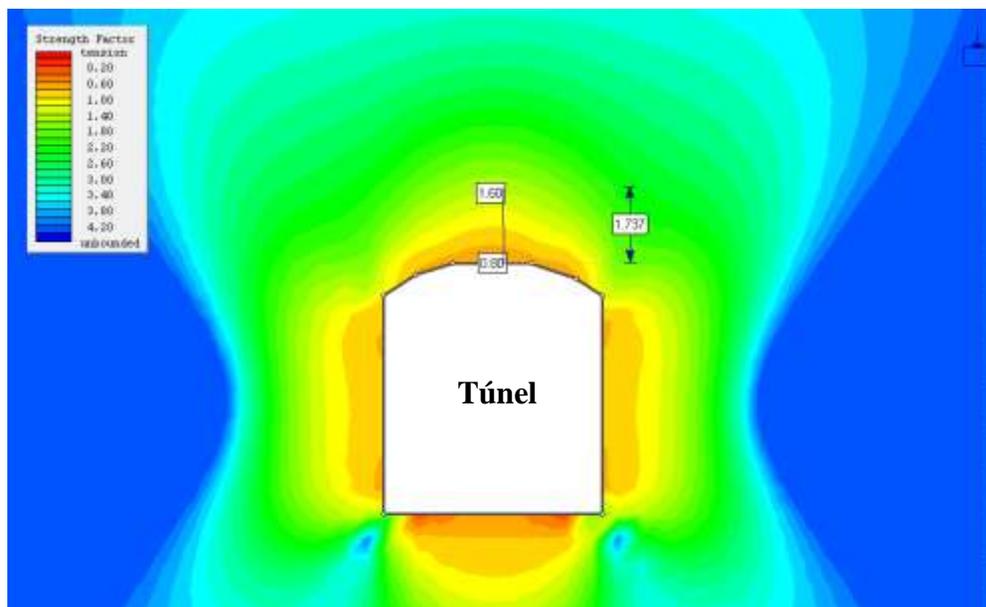


Imagen 26. El color café observado en el contorno de la obra muestra los bajos factores de seguridad en Calizas. Con el método RMR el arco de carga en caliza es de 2m, en el modelo numérico es de 1.7m

Resistencia de la matriz rocosa.

La resistencia de la matriz rocosa influye de forma decisiva en el método de excavación y es un factor importante en su estabilidad. [8] página 496

Factor de competencia. [8] página 496

A partir del factor de competencia $F_c = \frac{\sigma_{ci}}{\sigma_v}$ donde σ_{ci} es la resistencia de la matriz rocosa (compresión simple) y σ_v es la tensión o esfuerzo máximo vertical; Para esto se diferencian 3 condiciones de estabilidad: [8]

Resultado del factor de competencia. $F_c=5.31$
Si $F_c > 10$: La matriz rocosa tiene resistencia superiores a las tensiones del macizo rocoso, por lo que la excavación es estable
Si $10 > F_c > 2$: La estabilidad esta condicionada con el tiempo y las propiedades de la roca, pudiéndose establecer tres tipos de deformaciones: elástica, plástica y rotura fragil, con riesgo de explosión de roca (rock burst)
Si $F_c < 2$: La excavación puede ser inestable al sobrepasar las tensiones la resistencia de la matriz rocosa. En este caso se considera inestable

La estabilidad estimada de F_c no tiene en cuenta la presencia de discontinuidades, pero lo utilizamos como un parámetro inmediato para determinar con el valor de σ_{ci} obtenido de laboratorio y σ_v obtenido con la profundidad de la excavación y la densidad del macizo rocoso la condiciones de deformación del macizo rocoso que posteriormente se modela en Phase 2.0 para confirmar los resultados.

En este caso haciendo el análisis de factor de competencia en Tobas Dacíticas el resultado es **$F_c=5.31$** el cual indica que la estabilidad de esta litología está condicionada por el tiempo y pueden iniciar deformaciones del macizo rocoso.

IV.7 Análisis de claros máximos permisibles.

Este análisis es de mucha importancia, ya que podremos definir los claros (span) máximo de una obra minera en diferentes litologías; en esta mina, los claros máximos permisibles en roca de calidad muy pobre son muy diferente con respecto a las zonas donde la calidad de roca se cataloga como regular.

Con este análisis evitaremos la pérdida de la obra minera, además de que evitaremos hacer gastos altos en fortificaciones robustas, pero principalmente evitaremos accidentes humanos y a equipos.

Con un mal cálculo se pierden zonas de explotación.

El análisis de máximos claros estables se realiza con el método de Mathews (1980) y los parámetros a considerar son los siguientes:

Radio Hidráulico (Rh)

$$Rh = \frac{Aw}{2A+2w} = \frac{Aw}{2(A+w)}$$

Donde:

A= claro o span de la obra minera

W= longitud de la obra minera

Por lo que AW = área de la obra minera

y 2 A + 2 W = perímetro de la obra minera

Por lo que el Radio Hidráulico es el área entre el perímetro

[2], [4], [7], [12]

Número de estabilidad “N” $N = Q^{\text{modif}} * A * B * C.$ [2], [4], [7], [12]

Los resultados del Rh y “N” se plasman en la gráfica de estabilidad de Mathews y podemos determinar el máximo span estable de cada obra.

¿Cómo obtener los datos para este análisis?

Se obtiene el Radio Hidráulico.

$$Rh = \frac{Aw}{2A+2w} = \frac{Aw}{2(A+w)}$$

Muchas técnicas empíricas de diseño están basadas en lo que se conoce como radio hidráulico o span de la abertura. El soporte de la carga fue relacionada al span de los túneles desde 1946. (Terzaghi). [4] *pagina 4*, [2], [7], [12]

El término span fue usado como un parámetro para determinar la carga efectiva para los techos de los túneles. Por ciertas condiciones del macizo rocoso, un arco era asumido por encima del cual el macizo rocoso era considerado autosostenible; El peso muerto del material de bajo de este arco era asumido como carga para el soporte y el alto del arco era linealmente relacionado a la abertura máxima. [2], [4], [7]

En muchos métodos empíricos de diseño civil de túneles, la abertura de túneles es solo un factor que puede ser relacionado a la carga sobre el macizo rocoso.

El termino span puede ser efectivamente relacionado con la estabilidad, porque la abertura máxima define la distancia entre el elemento de mayor soporte del techo del túnel que son las hastiales (tablas) del túnel. [2], [4], [7]

El termino span también puede ser utilizado para evaluar la geometría de los túneles por que los extremos de cada túnel son normalmente alejados que no ofrecen soporte a la mayoría de la longitud el túnel. [2], [4], [7]

Propiedades geométricas del radio hidráulico

El radio hidráulico tiene una interesante propiedad matemática que se relaciona al span A, se considera una abertura con un span de A metros y un largo w metros. A medida que el largo se incrementa hacia el infinito para un span constante, el radio hidráulico converge a la mitad del span como se muestra en la siguiente ecuación. [7]

$$Rh = \frac{Aw}{2(A+w)}; \text{ cuando } w \text{ tiende a } \infty, Rh = \frac{A}{2} \left(\frac{\infty}{(A+\infty)} \right) = \frac{A}{2}$$

El radio hidráulico de una superficie se aproxima a la mitad del span a medida que el radio de aspecto se incrementa (radio entre longitud y span). Cuando la longitud de una abertura es 9 veces el span, el radio hidráulico esta entre el 90% del máximo de valor de la mitad del span. Esto indica que los finales de una abertura están ejerciendo una influencia significativa en el diseño de la estabilidad de la abertura cuando la longitud es 9 veces el span. [2], [4], [7]

Laubscher y Taylor (1976), introdujeron el concepto de radio hidráulico para tener en cuenta el tamaño y la forma de un plano de rebaje, bajo análisis. El radio hidráulico es el cociente del área de la pared del rebaje y el perímetro de pared y cielo, y favorece las formas largas y estrechas sobre las formas cuadradas. [12] *página 207*,

Para obtener el número de estabilidad N.

$$N = Q^{\text{modif}} * A * B * C$$

Para obtener Q modificado se desprecia el estado de tensiones, esto es en base a cálculos obtenidos de forma empírica de muchos casos de colapso del techo de un área expuesta, quedando la ecuación de la siguiente manera:

$$Q \text{ modificado: } Q_{\text{modif.}} = (RQD/Jn) * (Jr/Ja)$$

Para obtener el Factor A tipo de esfuerzos presentes. [2], [4], [7], [12]

$$A = \sigma_r / \sigma_1$$

σ_r es el esfuerzo inducido; Esfuerzo inducido $\sigma_r = 2.6 * \sigma_v$

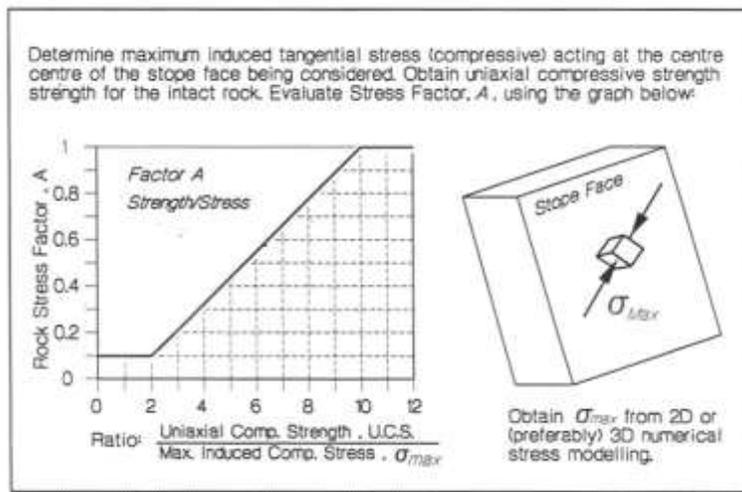
σ_1 del análisis de esfuerzos. Esfuerzo principal mayor

Al resolver la ecuación para obtener A tomar en cuenta lo siguiente:

$$\text{Si } \sigma_r / \sigma_1 < 2 : A = 0.1$$

$$\text{Si } 2 < \sigma_r / \sigma_1 < 10 : A = 0.1125 (\sigma_r / \sigma_1) - 0.125$$

$$\text{Si } \sigma_r / \sigma_1 > 10 : A = 1.0$$

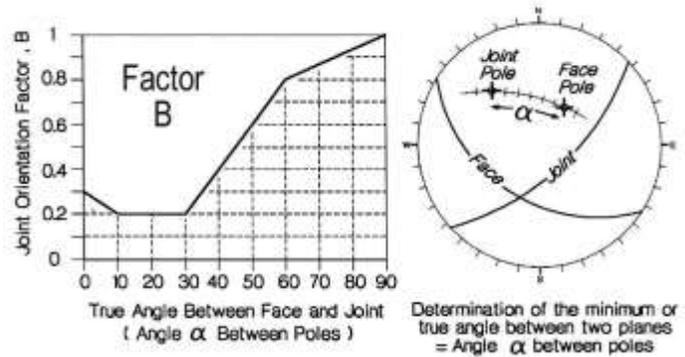


Por lo tanto: el valor de A se encuentra entre los valores 0.1 y 1

Para obtener el Factor B, este el factor que considera el efecto de la orientación de la principal familia de fracturas en relación a la cara de excavación. [2], [4], [7], [12]

Entre menos sea el ángulo que forma el juego principal de discontinuidades con la cara libre, menor será la energía que requiera el explosivo para romper la unión de la roca

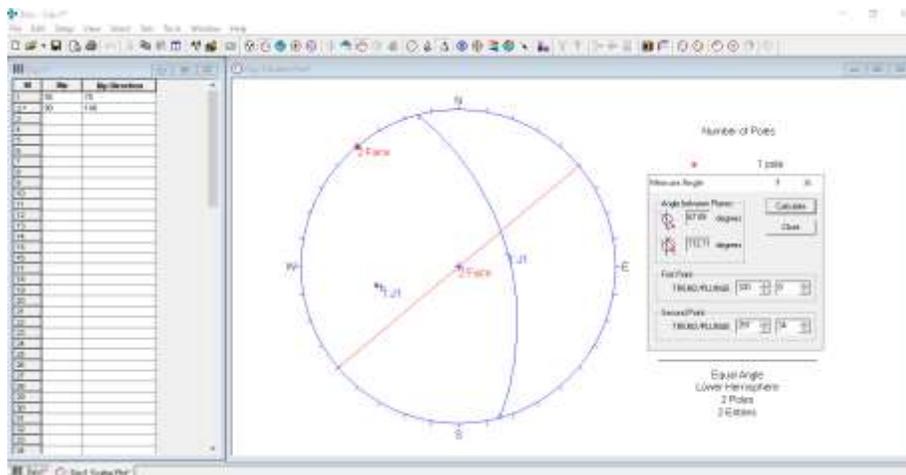
Techo horizontal	Tabla alto inclinada	Tabla alto vertical	Ang. verdadero entre la cara y la fractura	Factor de Potvin B
			$\alpha = 90^\circ$	1.0
			$\alpha = 60^\circ$	0.8
			$\alpha = 45^\circ$	0.5
			$\alpha = 30^\circ$	0.2
			$\alpha = 0^\circ$	0.3



Ejemplo de medida del ángulo entre la cara de la excavación y el principal sistema de fracturas.

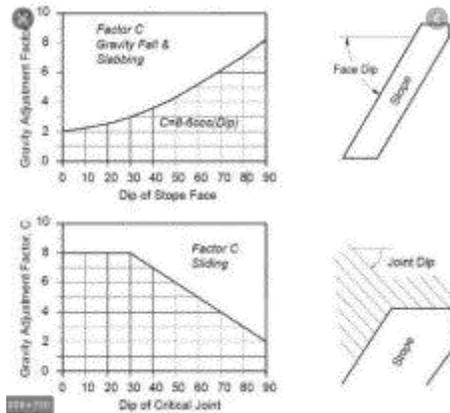
Angulo entre la estructura principal y la obra 67.69°

De acuerdo a la gráfica para obtener el factor B, tenemos que: $B = 0.81$

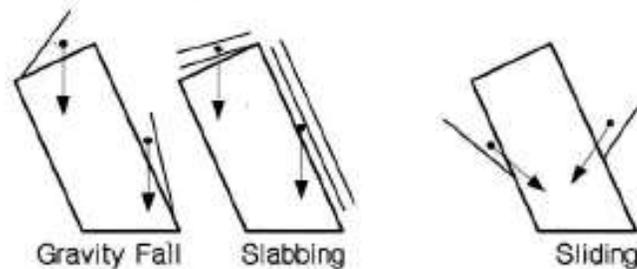


Para obtener el Factor C. Este factor considera la influencia de la gravedad sobre la cara de la excavación. [2], [4], [7], [12]

El fallamiento de bloques se puede generar en el cielo y tablas de la obra minera. Los desprendimientos del cielo se generan por su propio peso y caen en caída libre y en las tablas se generan deslizamiento de bloques y posteriormente en caída libre.



1) Determine the most likely mode of structural failure in case study using the figures below:



Empíricamente se obtuvo la siguiente fórmula para obtener el factor C

Dip es el echado de la familia de discontinuidades más crítica en la zona de la obra minera

$$C = 8 - 6\cos(\text{dip})$$

Grafica logarítmica de estabilidad de Mathews, se grafica el radio hidráulico vs número de estabilidad N.

Mathews la divide en tres zonas: zona estable, zona de inicio de fallamientos y zona de colapso inmediato

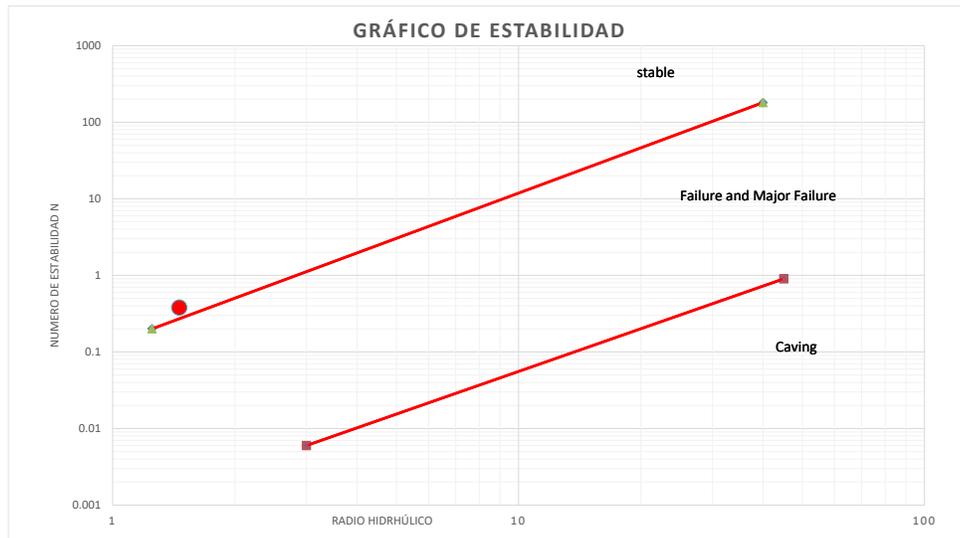


Gráfico de estabilidad propuesta por Mathews para determinar la estabilidad del claro de una obra minera; esta gráfica se divide en zona estable, zona de inicio de fallamientos y zona de colapso.

Calculo de claros máximos en tobas

Análisis de claro máximo en zona de tobas con calidad de roca muy pobre $Q= 0.74$, Q modificado=1.49, profundidad de 50m, $\sigma_v=0.90$, $\sigma_1= 3.50$

Resolviendo las ecuaciones obtenemos R_h y "N"

CÁLCULO DE RH Y NUMERO DE ESTABILIDAD N

Radio Hidraulico

ancho	A	7
longitud	w	7

$$Rh = \frac{Aw}{2A + 2w} = \frac{Aw}{2(A + w)}$$

Donde:

A:	Area	49
w:	Perimetro	28

Rh = **1.8**

Numero de Estabilidad

$$N = Q^{modif} * A * B * C$$

N = **0.30**

$$A = \frac{\sigma_{ci}}{\sigma_r}$$

A = **4.68**

$$Gr = 2.6 * \sigma_v$$

Gr = **4.55** esfuerzo inducido

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

C = **5.00**

A=	0.40
B =	0.1
Dip =	60

$A = 0.1125 \left(\frac{\sigma_{ci}}{\sigma_r} \right) - 0.125$

Tenemos el siguiente resultado con la ecuación del R_h y N

Se calcularon diferentes span con calidad de roca muy pobre de acuerdo a Q , resultando que el túnel minero con máximo span estable es de 5m, y se concluye que: a mayor dimensión de span en estas condiciones del macizo rocoso, el túnel puede iniciar a fallar; A mayor radio hidráulico, mayor probabilidad de falla. (Ver tabla 9)

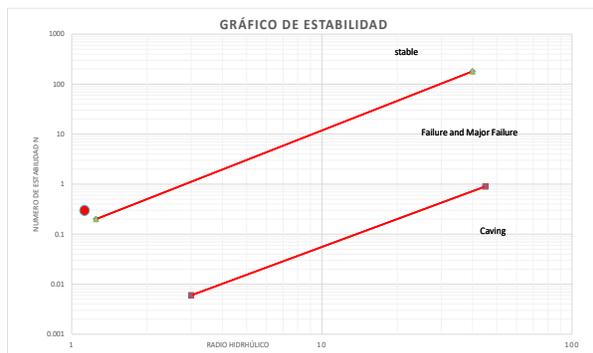
Calidad de roca con el método (Q)	clasificación	Q modificado	Diferentes span para análisis (m)	número de estabilidad "N"	Radio hidráulico R_h	Condición de estabilidad	Probabilidad de estabilidad (%) (Mawdeslay)	Probabilidad de falla (%) (Mawdeslay)	Propuesta de span máximo de acuerdo a la calidad de roca (Q) (m)
0.74	Muy pobre	1.49	4.5	0.3	1.1	estable	86.19	13.81	4.4
0.74	Muy pobre	1.49	5	0.3	1.3	estable	84.28	15.72	
0.74	Muy pobre	1.49	6	0.3	1.5	no confiable	80.47	19.53	
0.74	Muy pobre	1.49	7	0.3	1.8	colapso	76.74	23.26	

Tabla 9. Resultados de los claros máximos estables en tobas, de acuerdo con el número de estabilidad N y radio hidráulico.

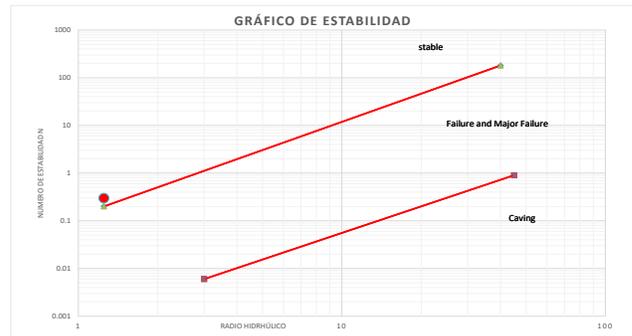
Resultados graficando el Rh y el número de estabilidad N

Con los resultados obtenidos en el ejercicio, en las gráficas de estabilidad se muestra cómo varía la condición de estabilidad-hundimiento a diferentes claros.

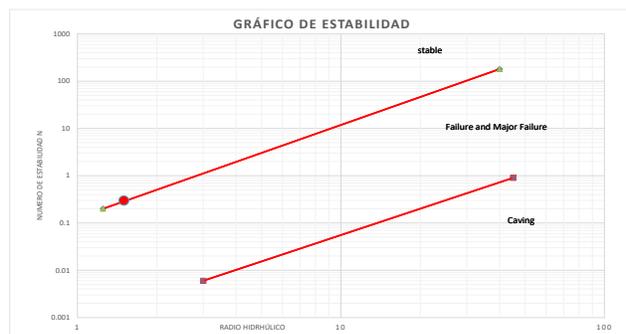
Grafica de estabilidad para un claro de 4.5m



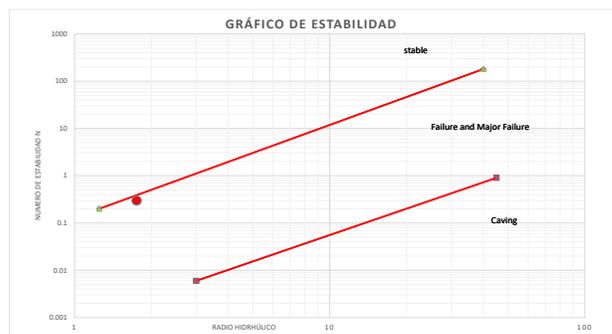
Grafica de estabilidad para un claro de 5m máximo span estable



Grafica de estabilidad para un claro de 6m no confiable



Grafica de estabilidad para un claro de 7 m no confiable



Cálculo de claros máximos de acuerdo con Mawdeslay (2001)

Con el radio hidráulico y número de estabilidad N de Mathews usamos la ecuación de Mawdeslay (2001) para determinar la probabilidad de estabilidad y probabilidad de fallamiento.

Cálculo de probabilidad de falla y estabilidad haciendo uso del Rh y "N" de Mawdeslay (2001), en el que llevó a cabo regresiones logísticas a la base de datos extendida para delinear las zonas de estabilidad de manera estadística y para determinar líneas de isoprobabilidad para escenarios estables, falla menor y falla mayor.

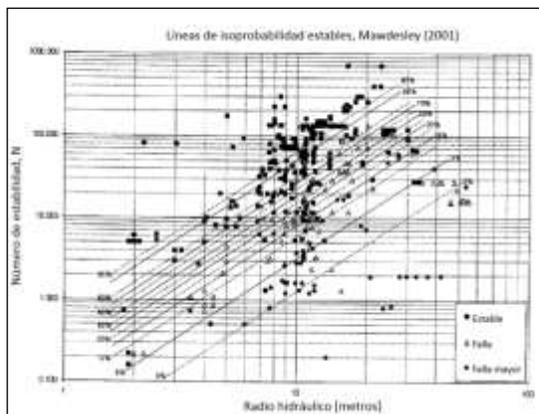
Una de las ventajas en el uso de regresiones logísticas es que la incerteza en la aplicación del método de Mathews puede ser cuantificada dentro de un amplio rango de geometrías de un rebaje y condiciones de macizo rocoso lo cual no era posible anteriormente. [29]

$$\% \text{ Estabilidad} = \frac{100}{1 + e^{-Z}}$$

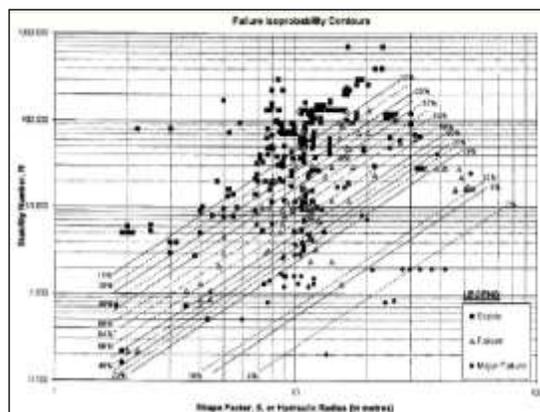
$$Z = 2.9603 - 1.4427 (\ln Rh) + 0.7928 (\ln N)$$

$$\% \text{ Falla} = 100 - \% \text{ Estabilidad}$$

Gráficas para verificar los resultados de estabilidad y falla de Mawdesley



Grafica de contornos de isoprobabilidad de estabilidad de acuerdo a los resultados del Rh y el número de estabilidad "N"



Grafica de contornos de isoprobabilidad de Falla de acuerdo a los resultados del Rh y el número de estabilidad "N"

Con Q de Barton también podemos determinar el máximo claro permisible y queda de la siguiente forma; para esta calidad de roca en tobas, el claro máximo permisible es de 4.44m utilizando la siguiente ecuación. [2]

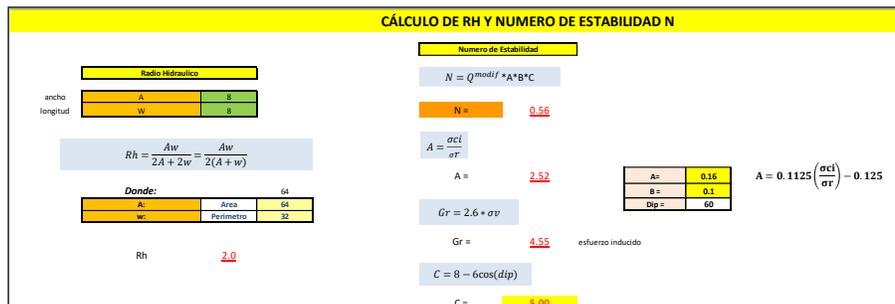
Claro máximo permisible de acuerdo con Q Barton. $L = 2XESRXQ^{0.4}$ dando como resultado que $L = 4.44$ m de claro confiable sin soporte.

En las gráficas de estabilidad se muestra que el claro máximo permisible es de 5m; en un claro de 6m ya se ubica en la frontera y pueden iniciar fallamientos, mientras que un claro de 7m es alta probabilidad de generar fallamiento del cielo o área expuesta.

Cálculo en calizas

Análisis de claros máximos par zona de calizas $Q = 3.53$, Q modificado 7.05 profundidad de 50m, $\sigma_v = 1.75$, $\sigma_1 = 5.16$

Calculo para el claro máximo en zona de caliza



Resultados obtenidos a diferentes claros en roca caliza, resultando el claro máximo estable de 8m, con un claro de 9m inician fallamiento de área expuesta. (Ver tabla 10)

Tabla de resultados

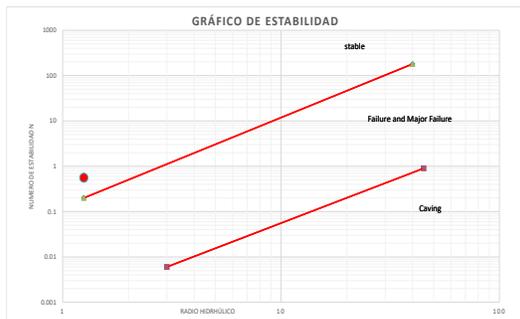
Calidad de roca con el método (Q)	clasificación	Q modificado	Diferentes span para análisis (m)	número de estabilidad "N"	Radio hidráulico Rh	Condición de estabilidad	Probabilidad de estabilidad (%) (Mawdeslay)	Probabilidad de falla (%) (Mawdeslay)	Propuesta de span máximo de acuerdo a la calidad de roca (Q) (m)
3.53	Pobre	7.05	4.5	0.56	1.1	Estable	91.11	8.89	8.2
3.53	Pobre	7.05	5	0.56	1.3	Estable	89.8	10.2	
3.53	Pobre	7.05	6	0.56	1.5	Estable	87.13	12.87	
3.53	Pobre	7.05	7	0.56	1.8	Estable	84.42	15.58	
3.53	Pobre	7.05	8	0.56	2	Estable	81.72	18.28	
3.53	Pobre	7.05	9	0.56	2.03	Inician fallas mayores	79.04	20.96	

Tabla 10. Resultados de claros máximos estables y probabilidad de falla en calizas.

Resultados graficando el Rh y el número de estabilidad N

Con los resultados obtenidos en el ejercicio, en las gráficas de estabilidad se muestra cómo varía la condición de estabilidad-hundimiento a diferentes claros.

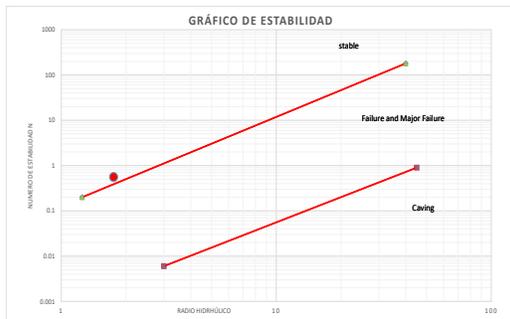
Grafica de estabilidad claro 5m



Grafica de estabilidad claro 6m



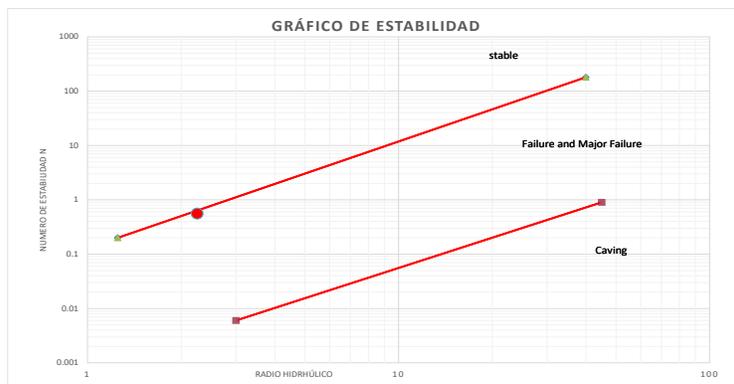
Grafica de estabilidad claro 7m



Grafica de estabilidad claro 8m máximo span estable, en la frontera



Grafica de estabilidad, claro 9m: pueden inicia fallamiento del macizo rocoso



De acuerdo con Q de Barton, con esta calidad de roca $Q=3.53$ el claro máximo permisible es de 8.2m

Claro máximo permisible de acuerdo con Q Barton. $L= 2XESRXQ^{0.4}$, dando como resultado $L= 8.2$ m de claro confiable

Conclusiones del máximo span analizado en la roca encajonante: Toba-Caliza.

El claro máximo estable en zona de tobas con calidad de roca muy pobre es de 5m, mayor de eso pueden iniciar fallamientos de roca.

El claro máximo estable en calizas de calidad regular es de 8m, posterior a eso, pueden iniciar fallamientos de roca.

Planos que muestra la aplicación del máximo span en obras mineras, el span del diseño se determina con una circunferencia y a partir de ahí se inician los cálculos. (Ver imagen 27 y 28)

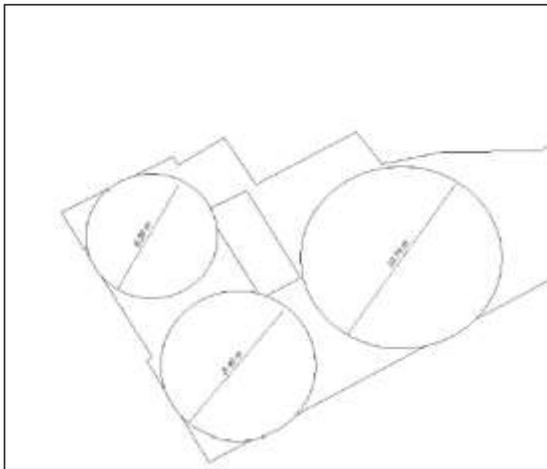


Imagen 27. Claros propuestos por planeación para extraer parte del pilar central del cual se hizo análisis y no se permitió, ya que aumenta el claro permisible y disminuye el espesor del pilar central, poniendo en riesgo la estabilidad de la obra

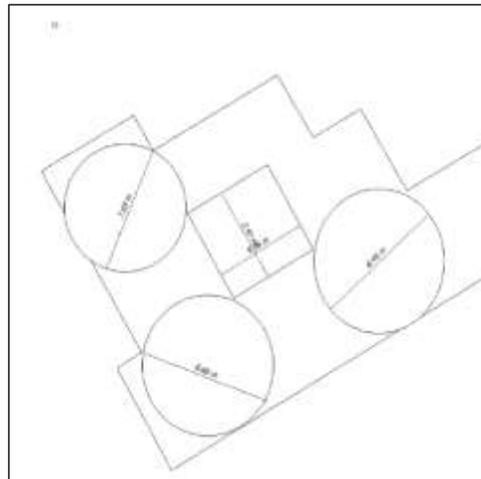


Imagen 28. Claros finales de la obra, resulta ser más estable de acuerdo al análisis de claros máximos estables

IV.8 Análisis de pilar corona

El pilar corona se identifica en el espesor de roca que resulta entre el cielo de una obra inferior y el piso de la obra superior de una obra minera, es el espesor de roca resultante entre dos obras mineras.

También puede considerarse el pilar corona al espesor de roca resultante entre una excavación subterránea y la superficie.

Los datos de evaluación para determinar la estabilidad del pilar corona son las siguientes:

- Geometría (ancho, longitud y espesor)
- Tipo de roca (densidad)
- Estructura principal que corta el pilar corona (echado)
- Calidad del macizo rocoso Q

El método de análisis es por método empíricos (ancho escalado y ancho crítico) y su simulación numérica con programas como examine 2D o Phase 2 así como el programa especializado Cpillar, este último utiliza también la metodología de ancho escalado y ancho crítico proporcionando resultados probabilísticos y determinísticos.

Ancho escalado. Cs

Fue desarrollado por Golder Associates en un proyecto para CANMET 1990. Un análisis retrospectivo de un número de casos históricos de más de 230 casos de estudios de tajos profundos, incluyendo 32 fallas, fue utilizado para desarrollar una línea más precisa para separar los casos fallidos de los no fallidos. [23] [3], [7], [22],

Se derivó de una expresión para llegar a las dimensiones límite del pilar corona de superficie (Fs=1) considerando Q (Barton, 1974) como calidad del macizo rocoso.

$$C_s = L * \sqrt{\frac{\gamma_r}{t * (1 + \frac{L}{S})(1 - 0.4 \cos \phi)}}$$

Conociendo Q se determina el ancho máximo estable (ancho crítico Sc)

$$S_c = 3.3 * Q^{0.43} \sinh(Q)^{0.016}$$

Para obtener el factor de seguridad es ancho crítico / ancho escalado [3], [7], [22], [23]

$$\text{Factor de seguridad } F_s = FS = S_c / C_s$$

Y podemos obtener la Probabilidad de hundimiento o falla con la siguiente ecuación:

$$1 - \text{erf} \left[\frac{2.9 \left(\frac{S_c}{C_s} \right) - 1}{4} \right]$$

Parámetros para el cálculo del pilar corona. (Ver tabla 11)

Símbolo	Significado
Yr	Densidad del macizo rocoso
L	Ancho del pilar corona
S	Longitud del pilar corona
ϕ	Buzamiento principal discontinuidad
Q	Calidad del macizo rocoso "Barton"
t	espesor del pilar corona
h	altura desde la superficie
erf	FS requerido ≥ 2

Tabla 11. Datos necesarios para el cálculo de estabilidad de un pilar corona

Con los datos obtenidos del ancho escalado y ancho crítico lo podemos graficar en la tabla logarítmica de anchos escalados de pilar corona, basada en las calidades de roca de Barton y Carter, donde podemos obtener el resultado de hundimiento y estabilidad. (Ver imagen 29).

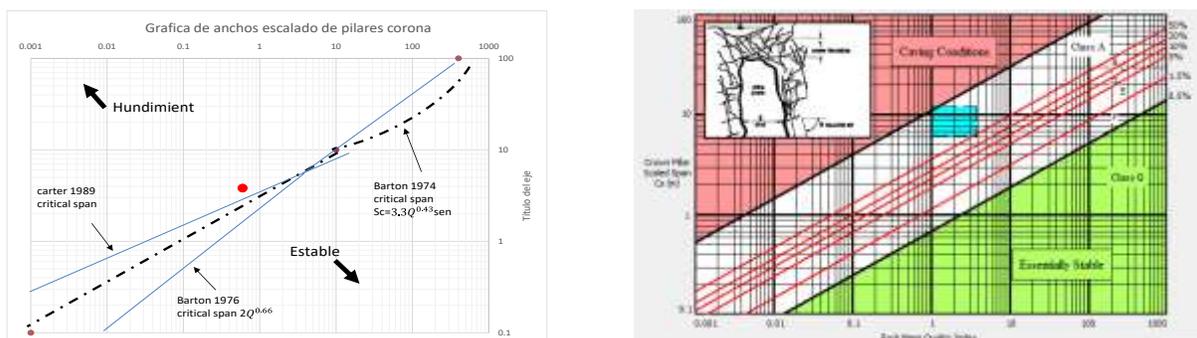


Imagen 29. Gráfica de anchos escalados de pilares corona; es una tabla logarítmica en el que se grafica el ancho escalado vs Q; esta gráfica separa los casos de hundimiento de los estables. La imagen de la derecha es la gráfica de resultados del software Cpillar

Calculo del mínimo pilar corona estable en zona de tobas para claros máximos de 5m.

Densidad del macizo rocoso (tobas) 1.8

Longitud de pilar 10m

Buzamiento de la principal discontinuidad 55°

Q = 0.6 extremadamente pobre

Espesor del pilar propuesto 5m

Fs requerido 2

Resultado Fs=1.11 Probabilidad de falla del 46%

CÁLCULO PARA LA ESTABILIDAD DE PILAR CORONA CON EL MÉTODO DE ANCHO ESCALADO Y ANCHO CRÍTICO			
PMR	39		
ANCHO ESCALADO			
$C_s = L \cdot \sqrt{\frac{\gamma_r}{t \cdot (1 + \frac{\phi}{2}) (1 - 0.4 \cos \phi)}}$			
Cs=	2.79		
ANCHO CRÍTICO			
$S_c = 3.3 + Q^{0.43} (\text{senh}(\phi))^{0.016}$			
Sc=	3.10		
Factor de seguridad			
$FS = \frac{Sc}{Cs}$	1.11		
DATOS PARA EL CÁLCULO			
γ_r	Densidad del macizo rocoso	1.8	
L	Ancho	5	m
S	Longitud	10	m
ϕ	Buzamiento de discontinuidad	55	0.96
Q	Q Barton	0.6	
t	Espesor del pilar corona	5	m
h	Altura	0	m
erf	Fs requerida	1.5	0.97
	Probabilidad de falla del pilar corona		
	$1 - \text{erf} \left[\frac{2.9 \left(\frac{Sc}{Cs} \right) - 1}{4} \right]$	46%	%

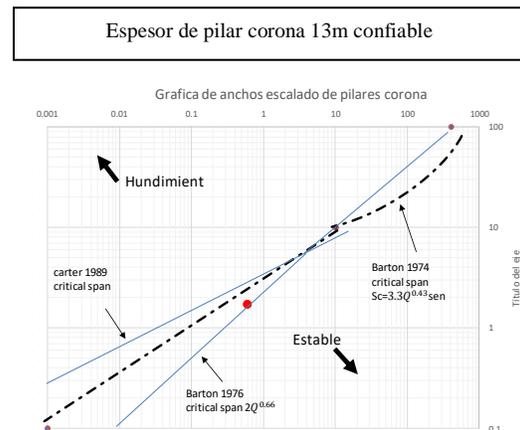
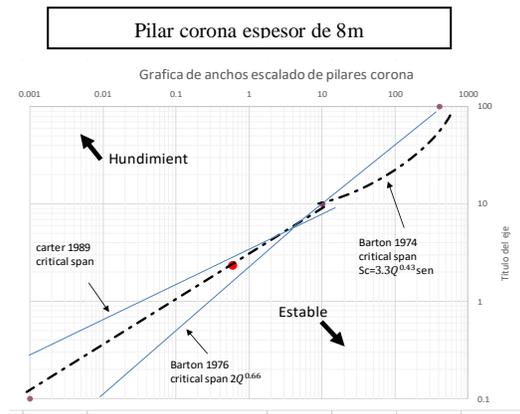
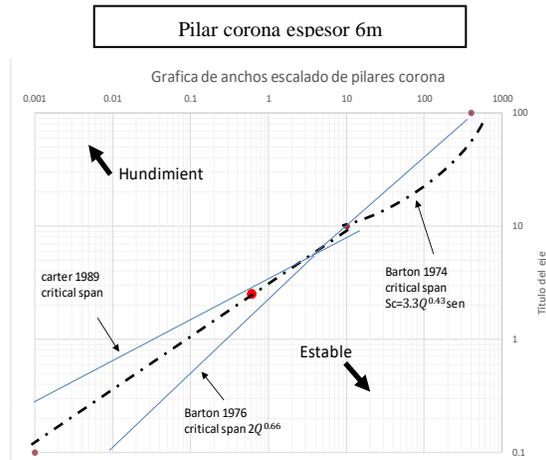
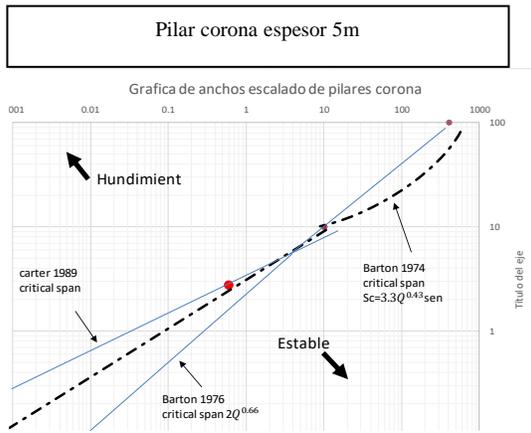
Resultado de los diferentes espesores propuestos para una calidad de roca muy pobre Q=0.6 en tobas, ancho propuesto 5m y longitud 10m; el espesor se calculó de acuerdo con el ancho escalado y ancho crítico.

El espesor mínimo estable y recomendable para esta condición del macizo rocoso (toba) es de 13m; en la siguiente tabla se muestra la variación del factor de seguridad con diferentes espesores del pilar corona en toba de calidad muy pobre. (Ver tabla 12)

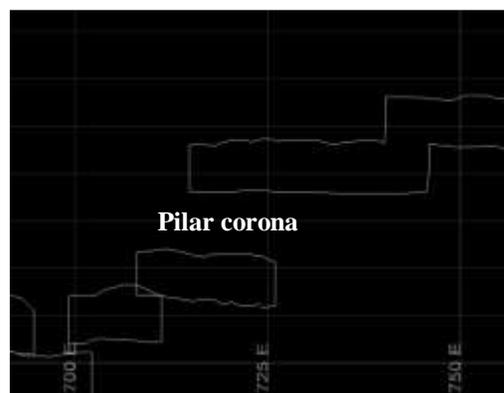
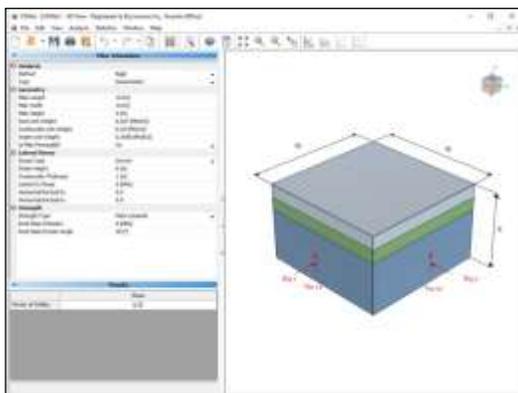
Q	ancho	longitud	espesor	Sc ancho crítico	Cs ancho escalado	Fs Sc/Cs	% de hundimiento
0.6	5m	10m	5m	3.1	2.79	1.11	45%
0.6	5m	10m	6m	3.1	2.55	1.22	37%
0.6	5m	10m	7m	3.1	2.46	1.31	30%
0.6	5m	10m	8m	3.1	2.21	1.4	24%
0.6	5m	10m	9m	3.1	2.08	1.49	17%
0.6	5m	10m	10m	3.1	1.97	1.57	12%
0.6	5m	10m	11m	3.1	1.88	1.65	6%
0.6	5m	10m	12m	3.1	1.8	1.72	1%
0.6	5m	10m	13m	3.1	1.73	1.79	0%

Tabla 12. Resultados del análisis de estabilidad y hundimiento de un pilar corona de diferentes espesores sobre tobas

Graficas de hundimiento del pilar en zona de tobas, en el que observamos la variación de hundimiento-estabilidad con diferentes espesores



Ejemplo del software especializado en cálculo del pilar corona Cpillar (de Rocscience) y de un pilar corona en interior mina obtenido de un plan de minado



Modelo numérico para verificar y confirmar el factor de seguridad del pilar corona en tobas.

Con el modelo numérico se aprecia el comportamiento del pilar corona en tobas catalogadas muy pobres; el pilar corona de 5m tiene alta probabilidad e hundimiento con $F_s=0.6$, el pilar corona de 13m es el mínimo espesor confiable con $F_s=1.6$. (Ver imagen 30)

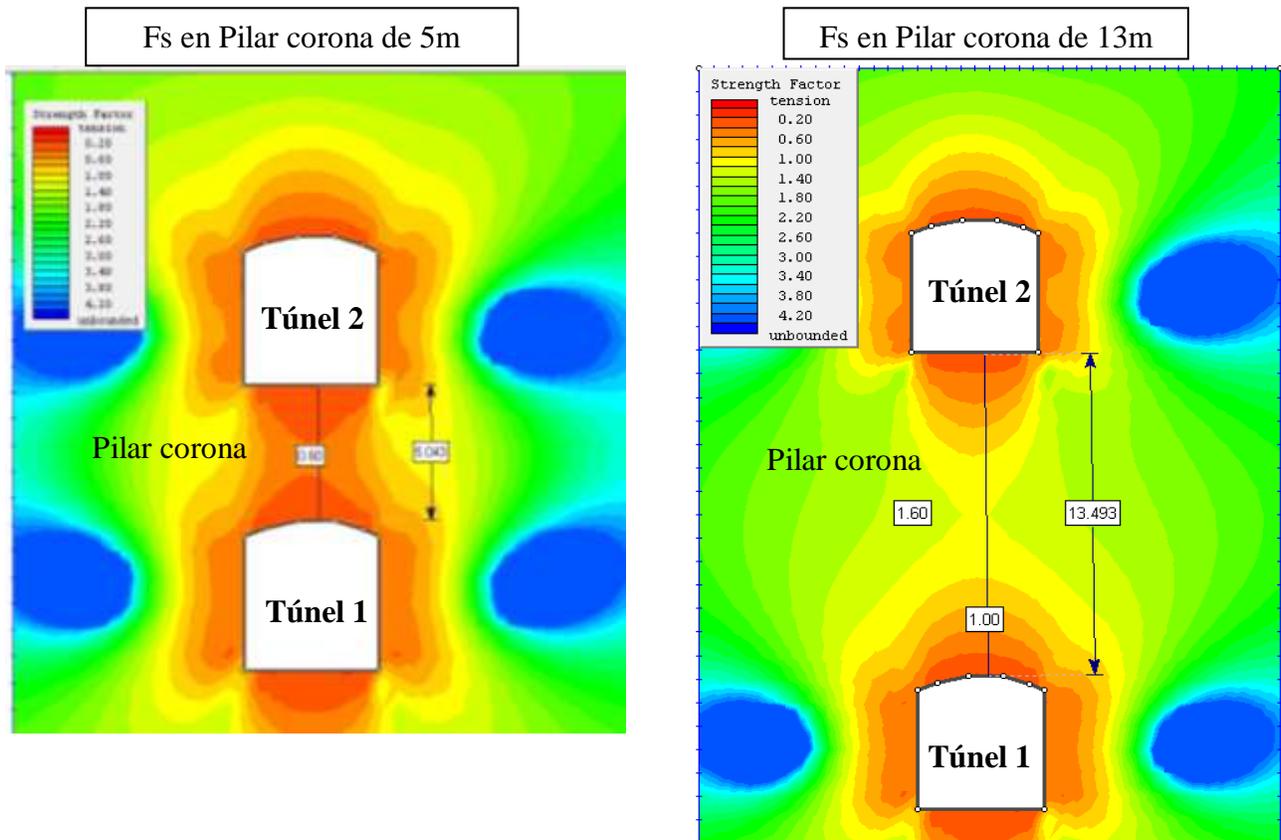


Imagen 30. Modelo numérico que muestra cómo actúan los esfuerzos en el pilar corona y en el que obtenemos su factor de seguridad que sirve para confirmar los resultados del el análisis ya obtenido anteriormente. La gama de colores representa los diferentes factores de seguridad, siendo el azul fuerte el factor de seguridad más alto y el rojo el factor de seguridad más bajo con menos confiabilidad.

Ahora se presentan los resultados del análisis del pilar corona en calizas de calidad $Q=3.53$

Para esta litología catalogada de calidad pobre a regular, el pilar corona mínimo estable que podemos dejar es de 6m. (Ver tabla 13)

Q	ancho	longitud	espesor	Sc ancho crítico	Cs ancho escalado	Fs Sc/Cs	% de hundimiento
3.53	5m	10m	5m	6.69	3.89	1.72	1%
3.53	5m	10m	6m	6.69	3.55	1.88	0%

Tabla 13. Resultados del análisis de estabilidad y hundimiento de un pilar corona de diferentes espesores en calizas

Nota: Para el diseño de un pilar corona, la probabilidad de fallamiento aceptable es de 0%, ya que de acuerdo con la tabla comparativa de falla de pilar corona, en el criterio regulatorio se indica que no es preocupante con categoría G, en cambio la categoría inmediata superior F ya genera cierta preocupación. (Ver imagen 32)

Modelo numérico para comprobar en base a modelos numéricos la estabilidad del pilar corona de 6m de espesor en calizas que han sido catalogadas de calidad pobre a regular. (Ver imagen 31)

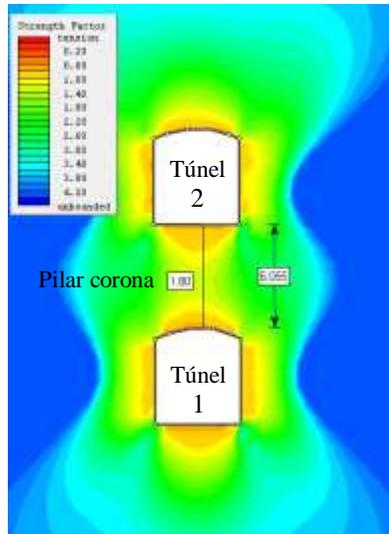


Imagen 31. Resultado del análisis numérico para verificar el factor de seguridad en calizas

Clase	Prob. de Falla (%)	Confiabilidad (%)	S mín.	Vida Útil del Pilar Corona (Años)	Acceso al Público	Criterio Regulatorio	Vigilancia Operativa Requerida
A	50-100	0-50	<1	Efectivamente cero	<0.5	Prohibido	Totalmente inaceptable
B	20-50	50-80	1,0	Plazo sumamente corto (sólo para efectos de labores mineras provisionales - riesgo insostenible de falla para entradas de túneles civiles provisionales)	1,0	Se debe evitar por todos los medios	Monitoreo sofisticado continuo
C	10-20	80-90	1,2	Plazo muy corto (coronas de tajos casi provisionales - riesgo no deseado de falla para obras civiles provisionales)	2-5	Evitar activamente	Muy preocupante
D	5-10	90-95	1,5	Corto plazo (coronas semi-temporales, e.g., bajo infraestructura de mina no sensible)	5-10	Evitar en lo posible	Preocupante
E	1,5-5	95-98,5	1,8	Mediano plazo (coronas semi-permanentes, posiblemente debajo de estructuras)	15-20	No recomendable	Poco preocupante
F	0,5-1,5	98,5-99,5	2	Largo plazo (coronas casi permanentes, portales civiles, túneles de alcantarilla cerca de la superficie)	50 - 100	Permitido	Genera cierta preocupación
G	Menor que 0,5	Mayor que 99,5	>>2	Plazo muy largo (coronas permanentes sobre túneles)	>100	Libre	No preocupa

Imagen 32. Tabla de probabilidad de falla y requerimientos de atención de pilares corona con probabilidad de hundimiento. [22]

Conclusiones del pilar corona requeridos en la mina San Rafael en diferentes litologías.

De acuerdo a lo análisis de pilar corona, el pilar corona mínimo que se debe dejar en zonas de tobas catalogadas de calidad extremadamente pobre es de 13m, menor a eso se pueden generar hundimientos; para ver los diferentes tipos de hundimientos posibles: (Ver imagen 33)

El pilar corona mínimo que podemos dejar en zona de calizas de calidad pobre a regular es de 6m, menor a eso se puede hundir.

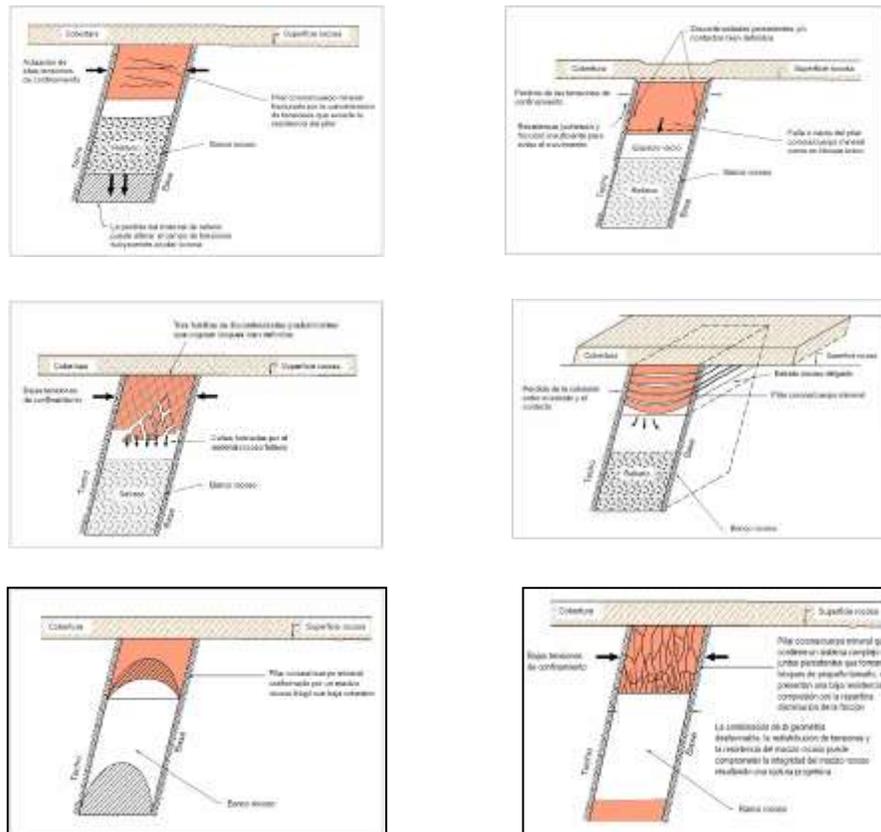


Imagen 33. Tipos de hundimiento que pueden ocurrir en un pilar corona. Fracturamiento, Tapón, Desmoronamiento, Laminación, Chimenea, Derrumbe. [23]

IV.9 Análisis de pilares de soporte vertical.

El cálculo de pilares es muy importante ya que son quienes soportan todas las excavaciones; su cálculo es esencial para mantener la seguridad de la mina.

El método de minado es en dos etapas.

- La primera etapa es dejar cuartos y pilares, por lo que es esencial calcular los pilares y los claros máximos (span) estables
- Posteriormente corte y relleno; en esta etapa el plan es dejar pilares de hasta 15m de altura, por lo que su cálculo fue muy detallado.

Para los análisis de pilares fue necesario obtener la resistencia de testigos de roca a la compresión simple del macizo rocoso

Se evaluó la resistencia de los pilares y luego se calcularon las relaciones de resistencia / esfuerzo para estimar su estabilidad.

El enfoque más simple para la evaluación de la estabilidad de los pilares utiliza la técnica del “área de pilar equivalente” para estimar las cargas de los pilares.

Para el cálculo de pilares en esta mina se usó el método empírico de NIOSH (2007) (National Institute for Occupational Safety and Health). [1], [24], [25]

La ecuación desarrollada por el NIOSH no es totalmente empírica, puesto que combina datos de campo y resultados de modelos numéricos. La información sobre el comportamiento de los pilares contiene la falla de 18 pilares individuales en la mina de plomo “*Vitulum Trend*” al sureste de Misuri minada por Salones y Pilares con pilares cuadrados; además de datos históricos de 34 operaciones mineras similares. [25]

El método toma en consideración la forma y el volumen del pilar para estimar su resistencia. Con la finalidad de expresar la resistencia en forma de ecuación, una serie de curvas fueron desarrolladas para distintos espesores de pilar usando interpolaciones y extrapolaciones

Para el análisis y diseño de pilares cuadrados se determinó la resistencia del macizo rocoso (zonas críticas). [1], [9], [24], [25]

Resistencia del pilar

$$S = 0.65 \sigma_c \left(\frac{WP^{0.3}}{H^{0.59}} \right) \quad S = 0.65 UCS \left(\frac{WP^{0.3}}{H^{0.59}} \right)$$

Donde:

S = Resistencia del pilar

σ_c (UCS) = Resistencia a la compresión simple

Wp= ancho del pilar

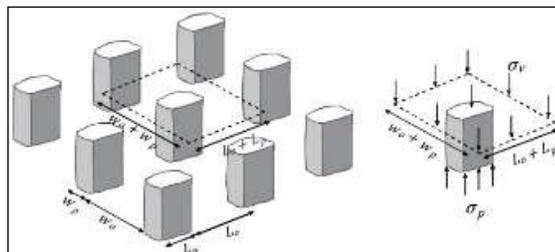
H=altura

Se calcula el área tributaria

Este método es utilizado para el cálculo del esfuerzo vertical que actúa sobre el pilar, el cual falla cuando el esfuerzo vertical es mayor a la resistencia a la compresión del pilar. [1], [9], [24], [25]

El método del área tributaria asume que dentro del área a explotación todos los pilares tienen la misma dimensión y son equidistantes.

Esfuerzos actuantes: área tributaria = $\sigma_p = \gamma (10^{-2}) Z * \left(\frac{WP + WT}{WP} \right)$



Donde:

σ_p = área tributaria

γ = densidad del macizo rocoso

Z = altura desde la superficie.

WP = ancho del pilar

WT = ancho del túnel

Factor de seguridad.

La falla del pilar sucede cuando las cargas bajo las que está expuesto exceden su resistencia y es la relación de esfuerzos resistentes entre esfuerzos actuantes, quedando de la siguiente manera

$$FS = \frac{S}{\sigma p}$$

Donde:

S = resistencia del pilar

σp = Área tributaria esfuerzos actuantes

El cálculo para zona de tobas con calidad del macizo rocoso muy pobre con $Q = 0.68$ con una resistencia a la compresión simple de 20 Mpa y claros máximos estables de 5m.

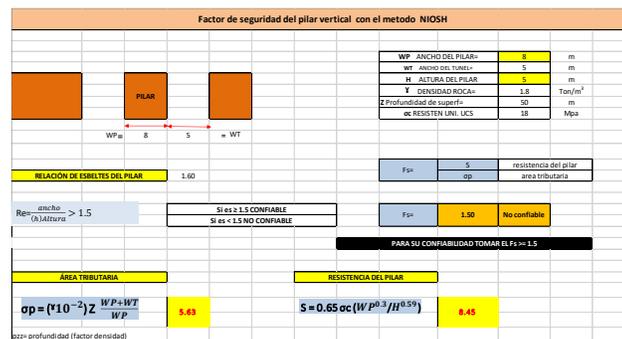
El cálculo se inicia con pilares de 4m x 4m y altura inicial del pilar de 5m a una profundidad desde la superficie de 50m. (Ver tabla 14)

Resultados

ancho del pilar Wp	ancho del tunel WT	altura del pilar H	densidad T/m ³	UCS Mpa	relacion de esbeltez A/H	area tributaria	resistencia del pilar	Fs area trib/resist. Pilar
4m	5m	5m	1.8	18	0.8	5.63	6.86	1.22
5m	5m	5m	1.8	18	1	5.63	7.34	1.3
6m	5m	5m	1.8	18	1.2	5.63	7.75	1.38
7m	5m	5m	1.8	18	1.4	5.63	8.12	1.44
8m	5m	5m	1.8	18	1.6	5.63	8.45	1.5

Tabla 14. Resultados del factor de seguridad para el cálculo de resistencia de pilares verticales

Cálculo

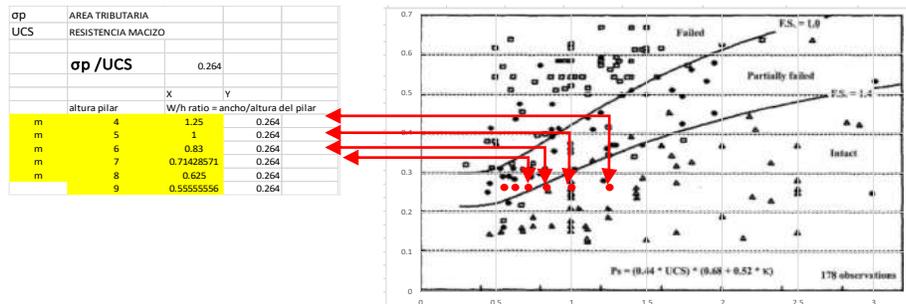


En los resultados obtenidos en zona de tobas con calidad extremadamente pobre con claros máximos de 5m se deben dejar pilares mínimos de 8 m.

Ahora determinaremos su factor de seguridad F_s de acuerdo con el área tributaria y la UCS resistencia del macizo rocoso.

Este resultado nos arroja el F_s de acuerdo con su altura y se observa su comportamiento en la gráfica de estabilidad y fallamiento de pilares que se muestra a continuación.

En los resultados obtenidos, la máxima altura confiable es de 7m, posterior a esto el pilar puede iniciar con el fallamiento



Conclusión

En toba Dacítica de calidad muy pobre el claro máximo estable es de 5m, los pilares estables son pilares cuadrados de 8mx8m con alturas máximas de 7m, si excedemos las dimensiones calculadas podemos generar fallamientos del macizo rocoso.

Modelo numérico para confirmar los factores de seguridad; Pilar de 8m, de acuerdo con el modelo tiene un $F_s=1.60$ confiable. (Ver imagen 34-37)

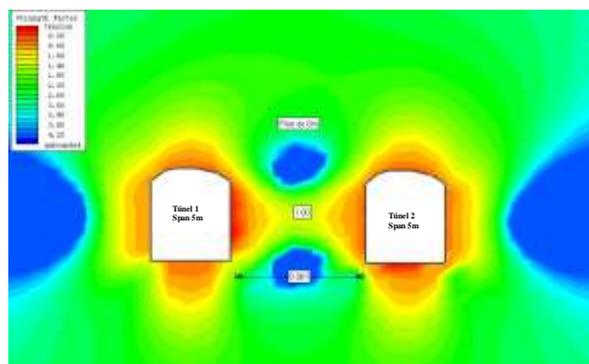


Imagen 34. El modelo numérico indica el factor de seguridad sobre el pilar intermedio y las obras; los bajos factores de seguridad de acuerdo con la gráfica el más bajo factor de seguridad es en rojo y el más alto es en color azul resultando este último más confiable

Ahora observamos los mismos túneles pero con pilares de 7m resultando con un $F_s=1.20$ no confiable.

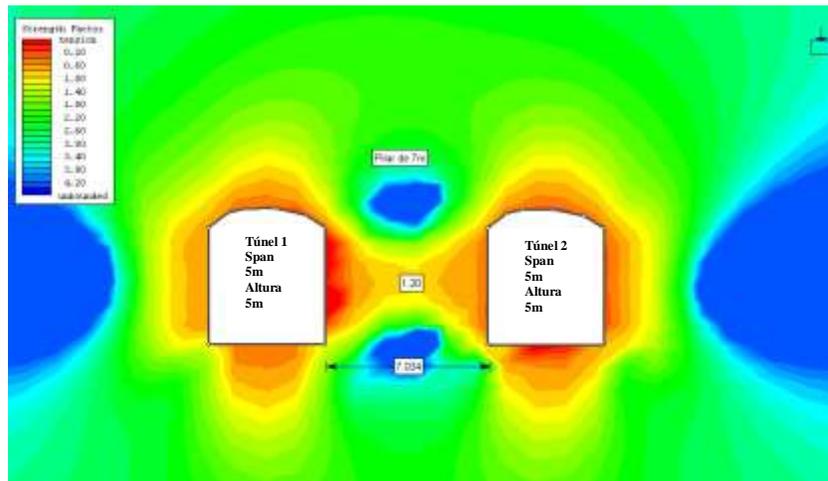


Imagen 35. El modelo numérico indica el factor de seguridad sobre el pilar ubicado entre los túneles; el factor de seguridad más crítico se observa en rojo y el más confiable se observa en color azul; los diferentes factores de seguridad se observan en la tabla y es la variación existente entre el azul marino y el rojo

Pilar de 8m de ancho y altura de 7m, $F_s=1.40$, máxima altura permitida

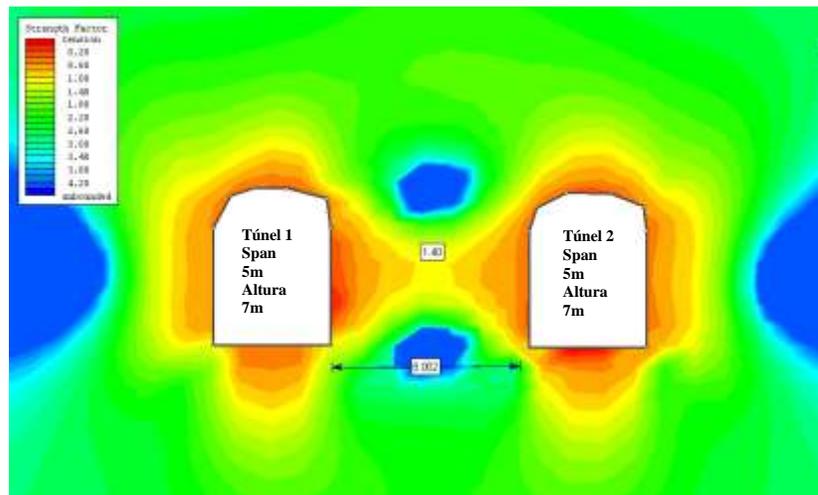


Imagen 36. El modelo numérico indica el factor de seguridad sobre el pilar intermedio y las obras; los bajos factores de seguridad de acuerdo a la gráfica el más bajo factor de seguridad es en rojo y el más alto es en color azul resultando este último más confiable

El mismo pilar pero aumentando su altura a 8m, resulta con $F_s=1$ alta probabilidad de falla

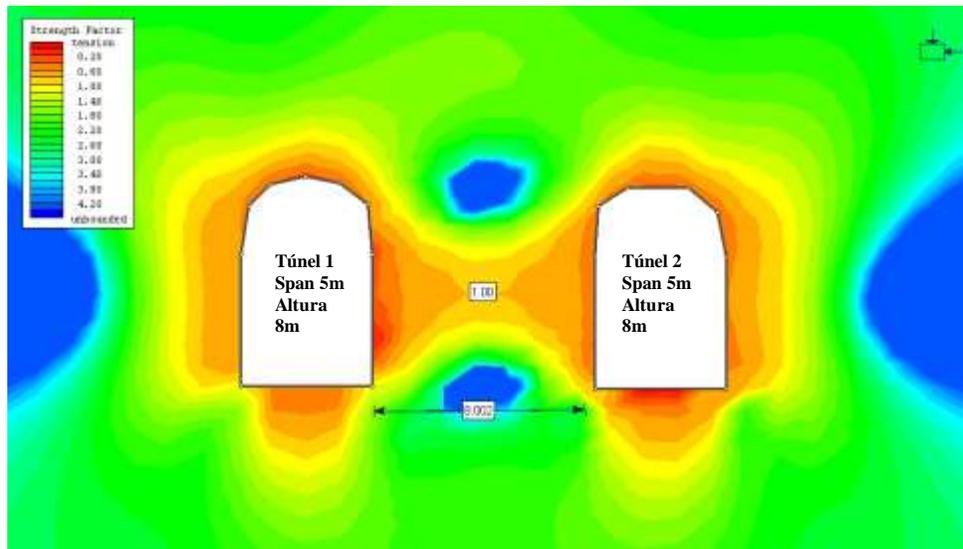


Imagen 37. El modelo numérico indica el factor de seguridad sobre el pilar intermedio y las obras; los bajos factores de seguridad de acuerdo con la gráfica el más bajo factor de seguridad es en rojo y el más alto es en color azul resultando este último más confiable

Haciendo el cálculo de estabilidad del pilar sobre calizas.

Pilar cuadrado con dimensiones de 5mx5m

Altura del pilar=5m

Largo de la excavación=13m

Profundidad desde la superficie=50m

UCS 13 MPa

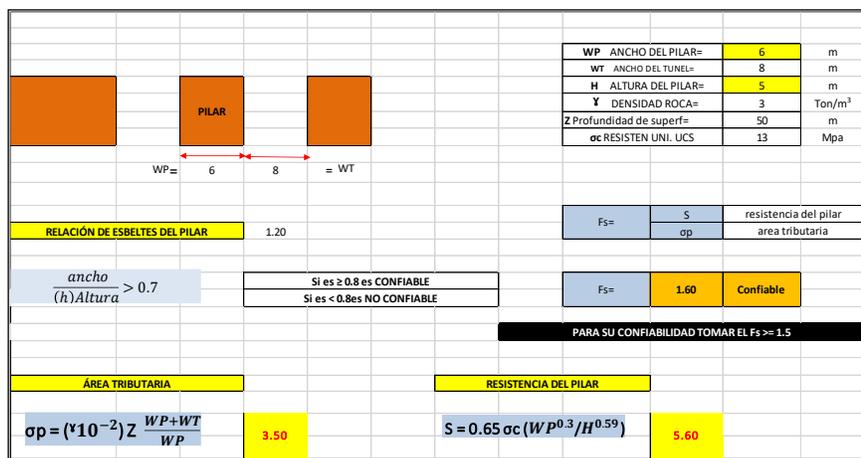
Dip de la estructura principal cortando el pilar=55°

Esfuerzo vertical=2.45 Mpa

Área tributaria/UCS=0.3

Realizando el mismo ejercicio para el cálculo del mínimo espesor del pilar en zona de calizas con el método NIOSH.

Recordando que el factor de seguridad es resistencia del pilar S / área tributaria σ_p



El resultado indica el que la mínima dimensión confiable del pilar para túneles con claro de 8m son de 6m x 6m, con dimensiones menores el pilar puede fallar. (Ver tabla 15)

Litología	ancho del pilar (WP)	Largo del pilar (Lp)	ancho excavación (WT)	altura del pilar (H)	Profundidad desde superficie	factor de densidad	UCS	Relación de esbeltez (WP/H)	Área tributaria (σ_p)	resistencia del pilar (S)	Factor de seguridad $F_s=S/\sigma_p$
caliza	4m	4m	8m	5m	50m	0.03	20 MPa	0.8	4.5	4.96 MPa	1.1
	5m	5m	8m	5m	50m	0.03	20 MPa	1	3.9	5.3 MPa	1.36
	6m	6m	8m	5m	50m	0.03	20 MPa	1.2	3.5	5.6 MPa	1.6

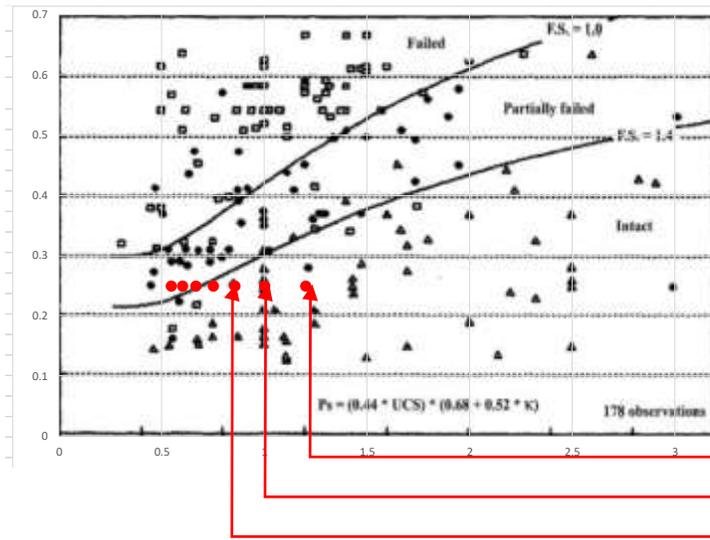
Tabla 15. Resultado de estabilidad de los pilares de apoyo vertical en litología de calizas, este cálculo se utiliza para determinar el la dimensión mínima confiable de un pilar.

El factor de seguridad del pilar a diferentes alturas se obtiene con: la ecuación y gráfica para factores de seguridad del esfuerzo medio sobre el pilar, y está dado por lo siguiente:

(Área tributaria (σ_p) / resistencia (UCS)) Vs (relación de esbeltez (ancho/ altura del pilar))

$$FS = \frac{\sigma_p}{UCS} \text{ vs relación de esbeltez}$$

Gráfico de estabilidad de pilares



La grafica indica que un pilar cuadrado de 6m X 6m, en calizas, su máxima altura puede ser de hasta 7m para un diseño máximo de 8m de claro de obra, ya que si continuamos aumentando su altura, el factor de seguridad disminuye y ponemos en riesgo su estabilidad y la estabilidad de la obra

σ_p / UCS		0.25	
		X	Y
ancho del pilar (m)	altura pilar (m)	W/h ratio = ancho/altura del pilar	σ_p / UCS
6	5	1.2	0.25
6	6	1	0.25
6	7	0.857142857	0.25
6	8	0.75	0.25
6	9	0.666666667	0.25
6	10	0.6	0.25
6	11	0.545454545	0.25

Ahora como en esta sección trabajo con el echado de la principal discontinuidad que corta al pilar, para esto tenemos que hacer una corrección por discontinuidades quedando el factor de seguridad como la resistencia del pilar multiplicado por la corrección por discontinuidad / área tributaria.

$$FS = \frac{S \times LDF}{\sigma_p}$$

Dónde:

LDF= Corrección por discontinuidad LDF= 1-DDF x FF. [7], [26]

DDF= representa la reducción de resistencia causada por una discontinuidad que corta al pilar. (De tablas) [7], [26]

FF= frecuencia media de grandes discontinuidades en el pilar (De tablas) [7], [26]

Suponiendo que el pilar está siendo cortado al centro por una falla de 50°

Obtenemos DDF

De acuerdo a la tabla necesitamos la relación de esbeltez, en el que para este análisis hemos estado utilizando la relación de esbeltez ancho/altura de 1.20 para un pilar de 6mx6m, y el echado de la estructura que corta el pilar de 50°

De tablas tenemos que DDF=0.30

Discontinuity dip factor (DDF) representing the strength reduction caused by a single discontinuity intersecting a pillar at or near its center, used in equation 5.

Discontinuity dip (°)	Pillar width-to-height ratio								
	≤0.5	0.6	0.7	0.8	0.9	1.0	1.1	1.2	>1.2
30°	0.15	0.15	0.15	0.15	0.16	0.16	0.16	0.16	0.16
40°	0.23	0.26	0.27	0.27	0.25	0.24	0.23	0.23	0.22
50°	0.61	0.65	0.61	0.53	0.44	0.37	0.33	0.30	0.28
60°	0.94	0.86	0.72	0.56	0.43	0.34	0.29	0.26	0.24
70°	0.83	0.68	0.52	0.39	0.30	0.24	0.21	0.20	0.18
80°	0.53	0.41	0.31	0.25	0.20	0.18	0.17	0.16	0.16
90°	0.31	0.25	0.21	0.18	0.17	0.16	0.16	0.15	0.15

Para obtener FF también lo obtenemos de tablas para obtener la frecuencia media de grandes discontinuidades. Numero de fracturas/ espaciado

Por ejemplo. Frecuencia FF= 1 discontinuidad / separación (m) cada 0.5m.

1 discontinuidad/ 0.5m= 2

FF de tablas = es 0.86

Frequency factor (FF) used in equation 5 to account for large discontinuities.

Average frequency of large discontinuities per pillar	0.0	0.1	0.2	0.3	0.5	1.0	2.0	3.0	>3.0
Frequency factor (FF)	0.00	0.10	0.18	0.26	0.39	0.63	0.86	0.95	1.00

Los datos obtenidos de DDF y FF se sustituyen para obtener la reducción de la resistencia por discontinuadas. [7], [26]

Tabla de cálculos

Fs= (S)X(LDF)		LDF= 1-DDF*FF (de tablas) Disminución de resistencia	
DDF	0.3	DDF= relacion de esbeltez Vs echado de la discontinuidad	
FF	0.86	FF= frecuencia de discontinuidades mayores en el salón	
$S = 0.65 \sigma_c (WP^{0.3}/H^{0.59})(LDF)$			
LDF	0.742	LDF representa una disminucion de resistencia del pilar de	25.8 %
S=	4.152538683		
resistencia del pilar/ área tributaria		Fs=S/σZ	por lo tanto FS= 1.186439624

El factor de seguridad inicial del pilar fue de 1.6 resultando confiable

Pero con la corrección por discontinuidades reduce a Fs= 1.18 para un pilar de 6m x 6m cortado por una falla con echado de 50° por lo que resulta no confiable. [7], [26]

Este pilar que es cortado por una estructura a 50°, por lo menos debe tener un espesor de 8m para tener un Fs= 1.5 [7], [26]

Fs= (S)X(LDF) / σp		LDF= 1-DDF*FF (de tablas) Disminución de resistencia	
DDF	0.3	DDF= relacion de esbeltez Vs echado de la discontinuidad	
FF	0.86	FF= frecuencia de discontinuidades mayores en el salón	
$S = 0.65 \sigma_c (WP^{0.3}/H^{0.59})(LDF)$			
LDF	0.742	LDF representa una disminucion de resistencia del pilar de	25.8 %
S=	4.526841699		
resistencia del pilar/ área tributaria		Fs=S/σZ	por lo tanto FS= 1.508947233

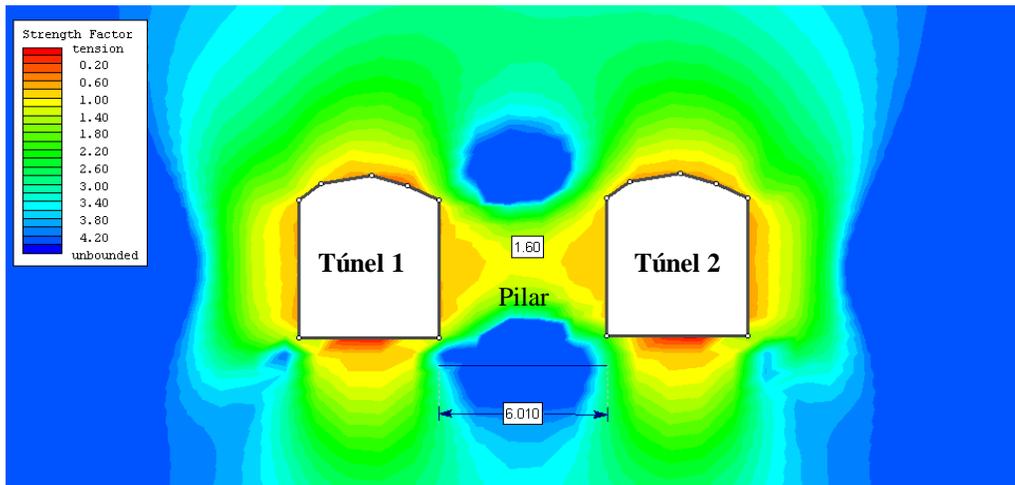
Es muy importante determinar su máxima altura del pilar ya que por el minado empleado de corte y relleno debemos ir calculando los cortes superiores.

La sección de una obra es de 5m de altura por lo que se dejan pilares de 5m de altura; con este cálculo, resulta que en pilares de 6mx6m de ancho en zona de calizas podemos hacer cortes superiores de 2m más, la altura del pilar quedaría de 7m.

La dimensión del pilar en zona de tobas es de 8mx8m y 5m de altura y máximo 7m de altura.

Modelo numérico para pilares de 6m de ancho en calizas de calidad regular.

Fs=1.6 confiable



Disminuimos el Pilar a 5mx5m también en calizas para ver como disminuye el Fs

Al disminuir 1m la dimensión del pilar, el Fs=1.20 convirtiéndose en no confiable; con esto confirmamos el espesor mínimo del pilar

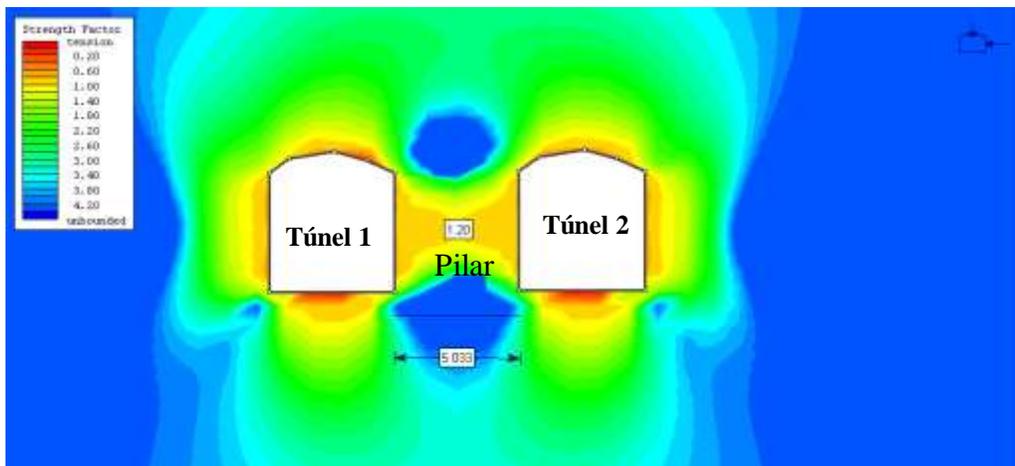


Imagen 38. Modelos numéricos donde calculamos los factores de seguridad de los pilares verticales ubicados entre obras mineras, este modelo sirve como complemento den análisis de estabilidad.

V MÉTODOS DE SOPORTE.

En mina san Rafael, por tener calidades de roca diferentes, el tipo de soporte es diferente en las excavaciones diseñadas en cada una de las litologías.

Dependiendo de los análisis de estabilidad, el soporte se determina si es activa o pasiva.

El soporte depende de la calidad del macizo rocoso y de las dimensiones de la obra minera, esto lo verificamos en campo y con los diferentes análisis mencionados, el soporte de mina se propone después de realizar los análisis correspondientes y los modelos con algún software, mismos que se compara con tablas de sostenimiento propuesta por Q de Barton y correlacionadas con RMR.

Categorías de sostenimiento de acuerdo a Q y al diámetro equivalente

Por ejemplo: con datos obtenidos en zona de tobas, para calidad de roca $Q=0.68$, span de 5m y ESR 1.6 tenemos:

$Q=0.68$, $De= 3.1$: Según la tabla de soporte debemos colocar anclaje sistemático a cada 1m, concreto lanzado de 4cm hasta 10 cm de espesor sin refuerzo. (Ver imagen 39)

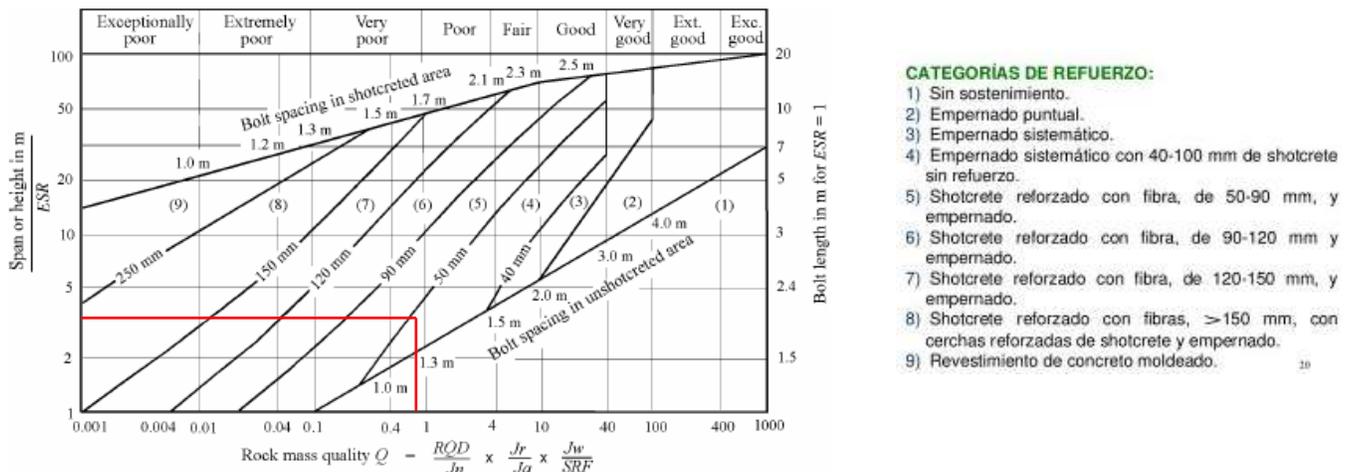


Imagen 39. Grafica logarítmica de categorización de una obra minera para la colocación de sostenimiento; en esta grafica se utilizan los valores de calidad de roca Q y la dimensión equivalente de Barton; el objetivo de la gráfica es determinar la fortificación necesaria de la obra minera. [3], [6], [7]

Las gráficas indican la longitud de cables a utilizar y la separación entre cada cable.

(Ver imagen 40)

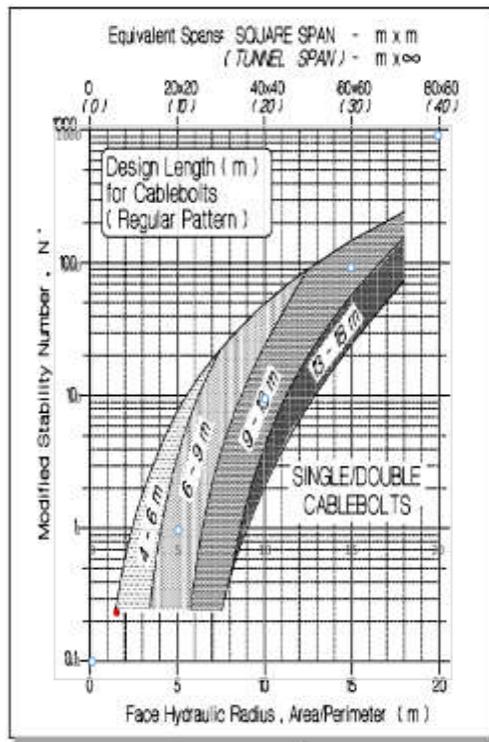


Figure 2.17.16: Recommended minimum lengths for grouted cablebolts

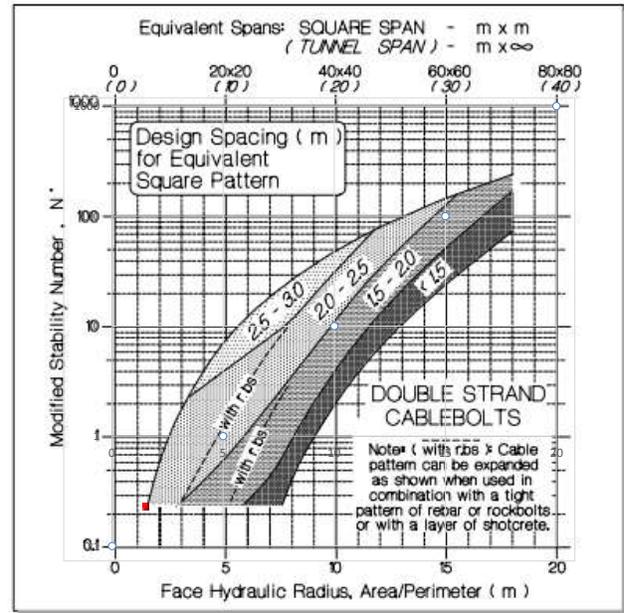


Figure 2.17.15: Recommended spacings for double strand cablebolts

Imagen 40. Graficas de radio hidráulico y número de estabilidad N para determinar la longitud y separación de cables

Otro método para calcular la longitud de cables la podemos obtener de la siguiente expresión:

$$\text{Longitud de cables} = 1 + 0.33 * B * 2 + Q^{0.66}$$

Donde:

B= Es el claro de la obra minera

Q = Calidad del macizo rocoso.

[3], [7]

Con el conocimiento que tenemos de la calidad de roca y el comportamiento de las tobas en la mina San Rafael, el soporte es la siguiente.

Soporte de la obra minera en tobas:

Concreto lanzado de 5 cm reforzado con fibra de polipropileno

Anclaje activo con anclas Rebar, con patrón de 1m x 1m; el ancla Rebar es ancla de varilla corrugada de 3/8 de pulgada y 2.4m de longitud, igual a 8 pies, su resistencia es de hasta 9 toneladas, estas anclas se colocan introduciendo cartuchos de resina de fraguado lento y fraguado rápido como cementante; se coloca 1 cartucho por pie.

El anclaje se coloca combinado con malla electrosoldada de 1.80m x 2.40m

Soporte de la obra minera en stockworks / tobas

Es la misma metodología de soporte, solo que el espesor del concreto lanzado es de 10 cm; primero colocamos 5cm de concreto lanzado, posteriormente el anclaje y malla y por último colocamos otros 5cm más de concreto lanzado, cubriendo toda la sección del túnel.

En intersección de túneles colocamos anclaje de 5m de longitud con cables, en estos se inyecta cemento y su resistencia de cada cable es de 30 toneladas, la cantidad de cables depende del cálculo de tonelaje a sostener.

El software Unwedge nos ayuda a diseñar el tipo de anclaje y nos determina su factor de seguridad ya soportado.

Asimismo con RocSuport (Rocsience) podemos modelar el soporte propuesto, este programa se basa en el criterio de rotura generalizado de Hoek Brown

Con Unwedge se identifica el principal sistema de cuñas, se diseña y se modela el tipo de soporte para su sostenimiento. (Ver imagen 41)

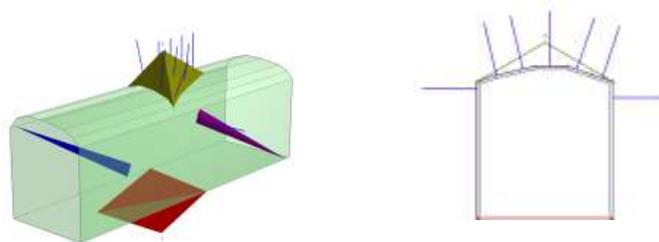


Imagen 41. Modelos de soporte de cuñas realizado con software Unwedge [3], [6], [7], [9]

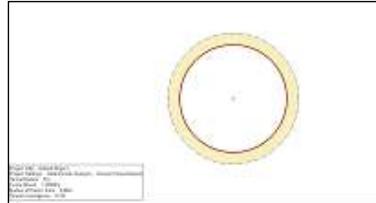
Modelo de soporte con el programa Rocksupport (Rocsience)

Se modela un túnel circular y calcula con el criterio de rotura generalizado de Hoek Brown, en el túnel modelado se observa un área de stress y con la fortificación vemos como reduce por su funcionalidad. [3], [7], [9]

Ejemplo.

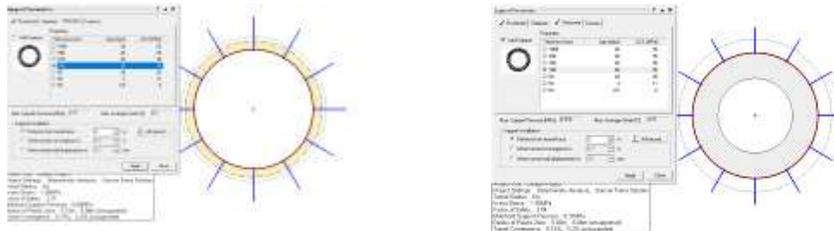
Túnel de 5m de diámetro zona de tobas con calidad del macizo rocos muy pobre

Modelo del túnel



Modelo de soporte con anclaje Rebar y concreto lanzado, se observa la disminución de la zona de stress.

Vemos que con el anclaje el stress reduce a la mitad pero con concreto lanzado eliminamos ese stress



La cantidad de anclaje y el patrón lo podemos obtener al calcular la calidad de roca, el peso del bloque a sostener, el factor de seguridad requerido y el claro de la obra utilizando la siguiente ecuación:

Número de anclas para instalar con alto factor de seguridad

$$N = \frac{(W)(Fs)}{B}$$

si $Q = 0.68$ $Q^{0.66} = 1.29$

densidad de la roca	1.8
W= peso del bloque	56.7 Toneladas
Fs= factor de seguridad requerido	1.5
B= resistencia del ancla	8 Toneladas

Ancho del area para anclar (m)	4.5
Longitud del area para anclar (m)	3.5
Espesor de roca (m) (arco de carga)	2

N= 11
Patrón de anclaje 1.5

N número de anclas
W peso del bloque
Fs factor de seguridad
B resistencia del ancla
Para obtener el patrón de anclaje se obtiene el área a soportar, mismo que se divide entre el número de anclas

Soporte de roca con enfilajes.

Este método de soporte se realiza en tobas catalogadas extremadamente pobre y lo usamos para dar avance seguro sin que se nos derrumbe. Consiste en lo siguiente. (Ver imagen 42)

- Son paraguas de varilla de 1 pulgada
- Se colocan atacando la obra sobre el contorno del túnel, de hombro a hombro
- El Angulo de colocación es máximo de 5° positivos
- Después de su colocación se inyecta con cemento para generar una bóveda rígida.
- Posterior al secado del cemento, se da avance corto de 2.5m
- Se limpia rápido el área y se soporta con marcos ligeros, concreto lanzado + Rebar + malla electrosoldada + concreto lanzado.
- Se vuelve a colocar Enfilajes y se continúa el procedimiento hasta cruzar la zona inestable.
- La separación entre varillas de enfilaje es de 30cm.

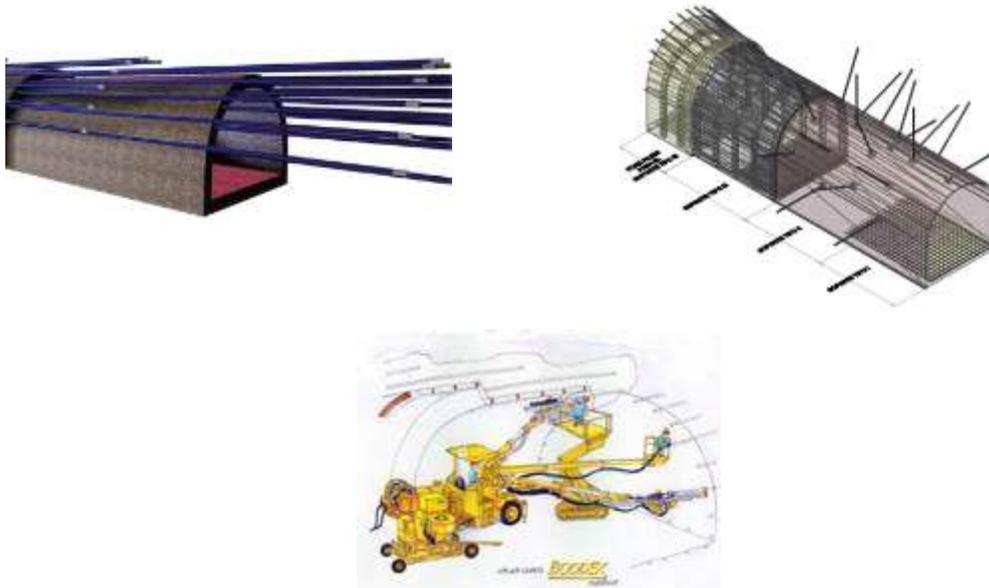


Imagen 42. Diseño de Enfilajes que se colocan para soportar terreno de calidad extremadamente pobre

Dosificación para el Concreto lanzado.

El diseño del concreto varía de mina a mina, ya que se diseña de acuerdo a la temperatura y humedad de la mina. (Ver tabla 16)

dosificación shotcrete para 2m3			
material	dosificación	nota	características del material
Cemento	900Kg	cada costal es de 50 Kg (total 18 costales)	CPC 30-PC 40
arena	2 cucharones	tamaño del cucharon de scooptram	arena fina
grava	1 cucharon	tamaño del cucharon de scooptram	gravilla ,maximo de 4mm angulosa tamiz 4
agua	400 litros		
fibra	4 kg	fibra d epolipropileno	micro fibra para refuerzo de concreto
aditivo 1	8.5 litros	Plastificante /retardante	en via humeda
aditivo 2	20 litros	acelerante	via humeda o seca

Tabla 16. Dosificación recomendada para el concreto lanzado de esta mina

Análisis granulométrico para los agregados (arena-grava). (Ver imagen 43)

Análisis Granulométrico a Muestra de Arena.					
mm	Tamiz	peso	% retenido	% pasa	Solicitado
4.75	4		0.00	100.00	99.9
2.36	8	184	9.20	90.80	89
1.18	16	266	13.30	77.50	62
0.6	30	275	13.75	63.75	29
0.3	50	644	32.20	31.55	7
0.15	100	149	7.45	24.10	2
0.075	200	152	7.60	16.50	0.35

Análisis Granulométrico a Muestra de Grava.					
mm	Tamiz	peso	% retenido	% pasa	Solicitado
4.75	4	1548	82.40	17.60	99.9
2.36	8	320	16.00	1.60	89
1.18	16	8	0.40	1.20	62
0.6	30	6	0.30	0.90	29
0.3	50	6	0.30	0.60	7
0.15	100	3	0.15	0.45	2
0.075	200	4	0.20	0.25	0.35

Imagen 43. Tablas de dosificación de concreto lanzado y tablas de tamizado de agregados realizados en el laboratorio de la mina San Rafael; esto se realiza periódicamente como pruebas de calidad de la mezcla

Soporte de mina en zona de calizas

El soporte de roca utilizado en calizas, en este caso es más sencilla ya que es de mejor en comparación con las tobas, además es más competente; A raíz de esto, se ha colocado soporte, activo y pasivo que consiste en lo siguiente.

Anclaje pasivo tipo Split set con patrón de anclaje de 1.20m x 1.20m combinado con malla electrosoldada.

En zonas aisladas donde la caliza resulta altamente fracturada colocamos anclaje activo de tipo Rebar combinado con malla electrosoldada y si es necesario concreto lanzado de 5 cm.

En zona de fallas con potencia de entre 2 o 3m colocamos concreto lanzado, y marcos ligeros encapsulados con otra capa de concreto; pero si el terreno es muy inestable y la falla sufre vaciado, se coloca concreto lanzado reforzado y se colocan marcos de acero que posteriormente se rellena el espacio final entre la falla y los marcos.

Asimismo en zona de fallas con relleno extremadamente pobre con riesgo a vaciado o zona de huecos detectados prematuramente con barrenación geotécnica, se colocan micro pilotes, su colocación es igual que los enfilajes, pero estos son más robustos, ya que son tubos de acero autoperfoantes de 3 pulgadas, el tubo esta perforado, tiene una corona, una zapata y un broca piloto; el objetivo de los micropilotes es hacer una bóveda solida de concreto armado y proporciona seguridad durante el avance. *(Ver imagen 44 y45)*

Su colocación se describe a continuación.

El tubo lo introduce el jumbo, va perforando e introduciendo el tubo de Micropilote en tramos de 3m, se introduce máximo 2 tubos de 3m; ya introducido el tubo se inyecta cemento a través del micropilote y por sus orificios el cemento sale hacia el macizo rocoso a sostener o falla a rellenar para cementarlo, concluyendo la inyección se cierra y se deja fraguar 48 hr. , posteriormente se da avance corto y se van colocando marcos ligeros; la separación entre micropilotes es de 40 cm y la separación de marcos ligeros es de 1 a 1.5m. *(Ver imagen 44 y45)*

Micropilote

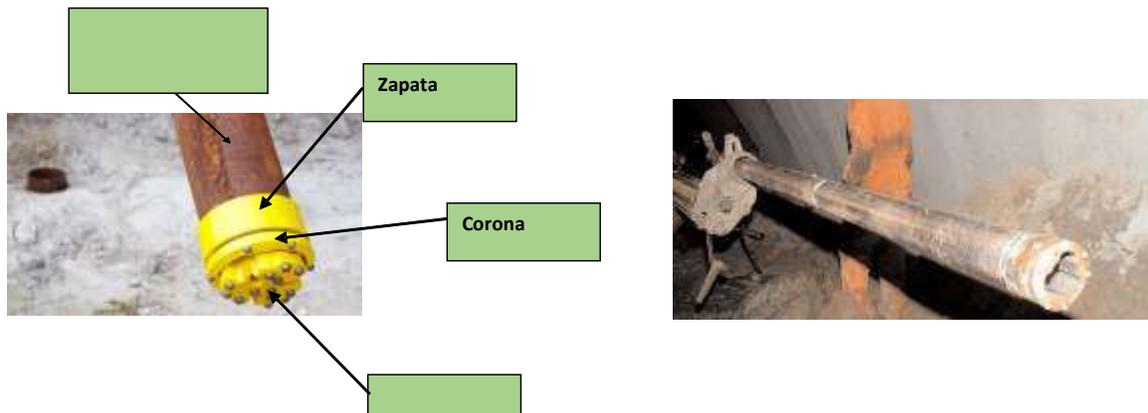


Imagen 44. Partes que conforman un Micropilote

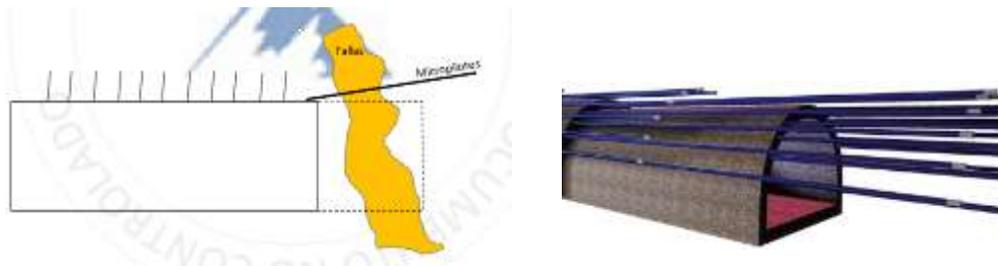


Imagen 45. Colocación de los micropilotes, es la misma metodología de la colocación de los enfilaje

Soporte de pilares verticales.

Para dar soporte a los pilares verticales primero debemos clasificarlos y catalogarlos de la siguiente forma:

Zonificar los pilares planeados y determinar su grado de afectación durante el minado.



De acuerdo con su afectación por voladura y fracturamiento se le proporciona una clasificación. (Ver imagen 46 y 47)

Pillar rating	Pillar condition	Appearance
1	No indication of stress induced fracturing, intact pillar.	
2	Spalling on pillar corners, minor spalling of pillar walls. Fractures oriented sub-parallel to walls and are short relative to pillar height.	
3	Increased corner spalling. Fractures on pillar walls more numerous and continuous. Fractures oriented sub-parallel to pillar walls and lengths are less than pillar height.	
4	Continuous, sub-parallel, open fractures along pillar walls. Early development of diagonal fractures (near of top/bottom). Fracture lengths are greater than half of pillar height.	
5	Continuous, sub-parallel, open fractures along pillar walls. Well developed diagonal fractures (close to top/bottom). Fracture lengths are greater than half the pillar height.	
6	Failed pillar, may have increased residual load carrying capacity and be providing local support to the roof back. Excess elongated shape or major blocks fallen out.	

Clasificación de pilares



codigo de seguridad pilares de acuerdo a su clase		
clase1		pilar sin fracturamiento importante
clase 2		pilar con poco fracturamiento
clase 3		fracturas medio/alto a la mitad del ancho y largo del pilar
clase 4		fracturas mayores a la mitad de altura o ancho del pilar
clase 5		pilar fuertemente fracturado y disminución de dimensiones
clase 6		pilar extremadamente fracturado y disminución de dimensiones

Imagen 46. Código de seguridad de acuerdo con su clase

[7]

Además de la calidad del macizo rocoso, las voladuras de avance son muy importantes, ya que con una mala práctica, el pilar diseñado o planeado puede resultar afectado y pone en riesgo la estabilidad del minado. (Ver imagen 46 y 47)

El soporte recomendado para sostener los pilares y que ha resultado efectiva ha sido la siguiente:

1. Abrazarlos con tres cables de acero de alta resistencia encapsulados con concreto lanzado reforzado.
2. Abrazarlos con malla electrosoldada y encapsularlos con concreto.
3. Uno de los mejores métodos de soporte es su confinamiento con relleno.
4. Pero lo más recomendable ha sido hacer un buen análisis para dimensionar pilares en diferentes calidades de roca y un buen control de voladuras para respetar sus dimensiones.

Doe Run pillar condition rating system (after Roberts *et al.*, 1998).

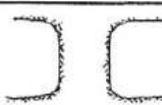
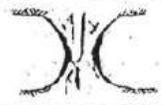
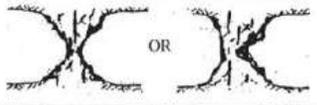
Pillar rating	Pillar condition	Appearance
1	No indication of stress induced fracturing. Intact pillar.	
2	Spalling on pillar corners, minor spalling of pillar walls. Fractures oriented sub-parallel to walls and are short relative to pillar height.	
3	Increased corner spalling. Fractures on pillar walls more numerous and continuous. Fractures oriented sub-parallel to pillar walls and lengths are less than pillar height.	
4	Continuous, sub-parallel, open fractures along pillar walls. Early development of diagonal fractures (start of hourglassing). Fracture lengths are greater than half of pillar height.	
5	Continuous, sub-parallel, open fractures along pillar walls. Well developed diagonal fractures (classic hourglassing). Fracture lengths are greater than half the pillar height.	
6	Failed pillar, may have minimal residual load carrying capacity and be providing local support to the stope back. Extreme hourglassed shape or major blocks fallen out.	

Imagen 47. Clasificación de pilares de acuerdo a su fracturamiento y afectación (geometría, geología y stress) [7]

Material de fortificación empleado en mina subterránea [3], [9]



Ancla Split set
Ancla pasiva, trabaja por fricción
Diámetro 39mm
Longitud 8 pies
Ranura de 17 mm
Resistencia de 5 a 8 Ton



Ancla Rebar
Ancla activa de varilla corrugada
Diámetro 3/8"
Longitud 8 pies
Resistencia hasta 15 Ton
Se usa con cartuchos de resina de fraguado lento o rápido



Ancla Swellex
Ancla pasiva, se rellena con agua y adopta la forma del macizo rocoso dentro del barreno
Diámetro 27mm
Longitud 8 pies
Resistencia 12 Ton
Presión de inflado 300 bares



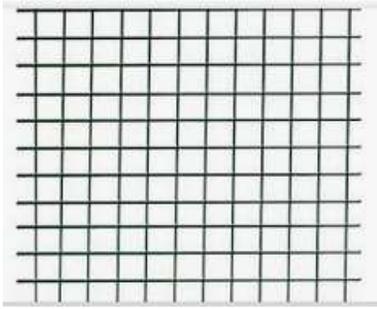
Cable de alta resistencia
Diámetro de 5/8"
Longitud la que se necesite
Resistencia de 30 Ton x m
Tiene bulbos de reja de pájaro cada 2 o 3m
Se coloca con inyección de lechada de cemento, se le puede colocar un poco de fraguamax para el fraguado rápido
Después de fraguar se tensa máximo a 3 toneladas



Marcos ligeros
De varilla corrugada de 5/8"
Longitud 2.5m
El jugo completo para la sección es de 5 tramos
Se colocan anclados al macizo rocoso en toda la sección de la obra minera y se encapsulan con cemento



Concreto lanzado (shotcrete)
Dosificación de acuerdo a la temperatura y humedad de cada mina
Espesor variado entre 5 cm y 10 cm de acuerdo con la calidad de roca
Resistencia mínima de diseño 200kg/cm²



Malla electrosoldada
Dimensiones de 2.40m x 1.80m o de 3m x 1.80m
Cuadros de 1cm x 10 cm
Resistencia hasta 8 toneladas



Micropilotes
Tubo de acero de 3 pulgadas
Longitud 3m
Tiene perforaciones para salida de cemento



Varilla para enfilajes
Varilla corrugada de 1".
Se necesitan tramos de 3m

[3], [9]

Resumiendo

material	Recomendado en:	No recomendado en:
Ancla split set	calidad de roca buena-regular -mala con moderado fracturamiento (recomendado en zona temporales)	calidad de roca muy mala con alto fracturamiento y alto intemperismo. (no recomendado en zonas definitivas)
Ancla Rebar	principalmente usar en roca de mala a muy mala calidad, con con moderado a alto fracturamiento y en zonas definitivas o temporales	zonas donde la calidad de roca es de buena a mala con bajo o moderado fracturamiento.
Ancla Swellex	principalmente usar en roca de mala a muy mala calidad, con con moderado a alto fracturamiento	zonas donde la calidad de roca es de buena a mala con bajo o moderado fracturamiento
Cables de alta resistencia	principalmente usar en roca de mala a muy mala calidad con con moderado a alto fracturamiento y cuñas de mayor dimensión, tambien se puede usar donde la dimension de los claros son de 7m o mas donde se necesite anclaje largo, o en intersección de cruceros donde el claro incremente, recomendado en zonas muy expuestas por tiempo indefinido.	zonas donde la calidad de roca es de buena a mala con bajo o moderado fracturamiento y claros menores de 6m
marcos ligeros	principalmente usar en roca de mala a muy mala calidad con con moderado a alto fracturamiento combinado con shotcrete para formar estructura de cemento armado resistente	zonas donde la calidad de roca es de regular a mala con bajo o moderado fracturamiento
Shotcrete	principalmente usar en roca de muy mala calidad con alto fracturamiento, este irá cambiando con fibra o malla y anclaje	zonas donde la calidad de roca es de regular a mala con bajo o moderado fracturamiento
Micropilotes	principalmente usar en roca de muy mala a extremadamente mala calidad, donde la roca no sea autosoportable, se coloca con inyección de cemento	zonas donde la calidad de roca es de regular a mala con bajo o moderado fracturamiento. Zonas autosoportables
Cerchas	principalmente para sujetar pilares muy fracturados	zonas donde la calidad de roca es de regular a mala con bajo o moderado fracturamiento
Marcos de acero	Colocar en zona de fallas mayores que no sea de facil control con anclaje mas shotcrete o en zona de posibles desprendimientos, zona de calidad muy mala	zonas donde la calidad de roca es de buena a mala con bajo o moderado fracturamiento; en bocamina se debe colocar en cualquier calidad de roca.
Paraguas o enfilajes de varilla	zona donde la calidad de roca es muy mala con alto fracturamiento duarnte el avance	zonas donde la calidad de roca es de buena a mala con bajo o moderado fracturamiento

Tabla 16. Resumen de los diferentes materiales de soporte utilizados en la mina San Rafael

Finalmente, conociendo el comportamiento de nuestro yacimiento, se realizó un estándar de soporte de mina con el objetivo de saber colocar el soporte más adecuado en diferentes calidades de roca y geometría de diferentes obras mineras, este debe ser consultado en todo momento por todo el personal de mina y ponerlo en práctica, siempre para su seguridad y seguridad de la mina; este documento lleva el siguiente formato en el que se identifica su propósito, alcance a quien va dirigido y los responsables de su difusión y práctica..

NOMBRE DE LA EMPRESA MINERA					
CLAVE DOCUMENTO Y AÑO	ESTANDARES DE SOPORTE DE MINA, ESPECIFICAR DE QUE MINA				
PROPÓSITO					
Establecer los principales estándares de sostenimiento con los diferentes materiales usados para el soporte de mina subterránea, esto permitirá identificar el soporte para obras con distintas calidades de roca y diferente geometría (longitudes y claros)					
ALCANCE					
El alcance de los siguientes estándares es para determinar el correcto soporte de las diferentes áreas donde se haga obra minera.					
A QUIEN VA DIRIGIDO					
Está dirigido al personal en general, principalmente al personal especializado en trabajos de soporte, gerentes de área, superintendentes y supervisores					
RESPONSABILIDAD Y AUTORIDAD					
Del Gerente					
El Gerente de la empresa es responsable de la aprobación, divulgación y aplicación de este estándar de soporte de mina.					
Supervisión en General					
Toda la supervisión en general es responsable de poner en práctica dichos estándares y de hacerlo cumplir con seguridad en mina.					
Así mismo, el personal del área de seguridad e higiene será el responsable de auditar y controlar el cumplimiento de estos estándares de soporte de mina.					
Todo el Personal					
Está obligado a conocer y aplicar los estándares de acuerdo con sus funciones; reportando a su supervisor, cualquier anomalía o riesgo que pudiera registrarse durante la ejecución de sus tareas.					
Elaboro:	Revisión:	Aprobación:	Estado revisión:	Fecha de modificación:	Versión:

Estándar de soporte de mina, realizado por el departamento de Geomecánica de la mina San Rafael. agosto 2019

La importancia del estándar de soporte de mina subterránea es la siguiente:

- Indica el material de soporte a utilizar en diferentes calidades de roca.
- Indica el material de soporte a utilizar en diferentes claros de obra.
- Indica el material de soporte a utilizar en diferentes geometrías de obra.
- Indica la cantidad y el arreglo del material a utilizar en diferentes dimensiones de obra.
- Indica los signos de inestabilidad que puede presentar el macizo rocoso.
- Indica como sustituir un material de soporte en caso de no poder colocar el recomendado.
- Indica las medidas preventivas para evitar lastimar el macizo rocoso en una voladura.
- Menciona los intervalos de tiempo en el que se deben hacer pruebas de calidad de los materiales de soporte.
- Incluye tabla GSI modificada a la mina en cuestión, y tablas de dosificación de mezclas de cemento de inyección de lanzado.

El ciclo de minado y soporte de mina es la siguiente: Voladura-ventilación-lavado y amacice de roca- rezagado de material- soporte del macizo rocoso- barrenación y cargado.

(Ver imagen 48)

Etapas y/o ciclo de minado y soporte en mina subterránea



Imagen 48. Ciclo de minado y soporte que se debe llevar a cabo durante el desarrollo y minado

VI. TABLA GSI ADAPTADA A LA MINA SAN RAFAEL.

GSI fue desarrollado por Hoek (1995) para subsanar los problemas detectados con el uso del índice RMR para evaluar la resistencia de macizos rocosos según el criterio generalizado de Hoek-Brown; Hoek presentó este índice de resistencia geológica, como complemento a su criterio generalizado de falla en roca, y como una forma de estimar los parámetros s , y m_b en el criterio. El GSI estima la reducción de la resistencia del macizo para diferentes condiciones geológicas y se ha actualizado para macizos débiles en varias ocasiones (1998, 2000 y 2001 (Hoek et al., 2002)). [9], [10], [27]. (Ver imagen 49)

El GSI es utilizado para la estimación de los parámetros de entrada para el cálculo de la resistencia, solo es una relación empírica a los procesos asociados a las clasificaciones de la ingeniería de rocas.

ROCAS DIACLASADAS (Hoek and Marinos, 2000)		CONDICIONES DE SUPERFICIE	
A partir de la litología, estructura y condiciones superficiales de las discontinuidades, se estima un valor promedio del GSI. No se debe tratar de ser muy preciso. Un rango de 33-37 es más realista que un GSI=35. Note que la tabla a macizos estructuralmente controlados por fallas, donde planos estructurales débiles están presentes en una dirección desfavorable con respecto al frente de excavación, estos podrán dominar el comportamiento del macizo rocoso. Las zonas de falla son propensas a la alteración como resultado de los cambios de humedad que pueden reducirse cuando el agua está presente. Cuando trabajamos en rocas de regular o mala calidad, cambian las condiciones por el cambio de humedad. La		<p>MUY BUENO: Superficies muy rugosas, superficies no metatizadas, fresco.</p> <p>BUENO: Superficies rugosas, ligeramente metatizadas, manchada con tierra.</p> <p>REGULAR: Superficies lisas, moderadamente metatizadas y alterada.</p> <p>POBRE: Superficies con espejos de falla, con alto grado de metatización y reflejos compactos o relieves de frías.</p> <p>MUY POBRE: Superficies con espejos de falla, con alto grado de metatización con relieves de arcilla suaves.</p>	
		DECRECE LA CALIDAD DE LA SUPERFICIE	
	INTACTA O MASIVA - Especímenes de roca intacta o masiva in-situ, roca con discontinuidades amplias y espaciadas	90	N/A
	FRACTURADA - Macizo rocoso con bloques entrelazados, consistente en bloques cúbicos formados por tres intersecciones de	80	
	MUY FRACTURADA - Macizo parcialmente perturbado con bloques entrelazados y angulares, formados por cuatro o más	70	
	FRACTURADA / PERTURBADA - Macizo rocoso plegado formado por bloques angulares formados por la intersección de varios	60	
	DESINTEGRADA - Macizo rocoso altamente fracturado con masilla de fragmentos angulares y redondeados, pobremente	50	
	FOLIADA / LAMINADA - Se carece de bloques debido débil material presente en los planos de foliación o de cristala	40	
		30	
		20	
		10	
		N/A	N/A

Imagen 49. Tabla GSI propuesta por Hoek en el que describe en las barras horizontales la condición de las juntas del macizo rocoso y en las tablas verticales describe su calidad de acuerdo a RMR; en la cuadrícula inferior derecha se tiene el valor de RMR, entonces para su uso, en campo se verifica las barras verticales y horizontales para determinar el valor de GSI. [9], [10], [27].

Para macizos rocosos con un valor de GSI mayor a 25, se puede establecer una relación entre GSI y el RMR con la siguiente ecuación: [3]

$$GSI = RMR_{89} - 5$$

Tabla GSI modificado para la mina San Rafael

En mina San Rafael diseñamos una tabla GSI modificada la cual se basa es en al sistema estructural y la calidad del macizo rocoso, con esto se cataloga al macizo rocoso, y se propone un método de soporte que puede ser definido en campo por personal capacitado en el Departamento de Geomecánica. (Ver imagen 50 y 51)

Esta información se proporciona a todo el personal de mina, principalmente al personal encargado del soporte, y a la supervisión en general con el fin de poder clasificar el macizo rocoso y estandarizar su sostenimiento de una forma más rápida y segura.

Tabla GSI modificada de Hoek Brawn para fortificación en mina San Rafael						
Soporte de obra minera según GSI de Hoek modificado						
A	Tipo de roca I	fracturas muy rugosas y separadas fracturas cerradas, baja alteración, roca muy dura	fracturas rugosas y separadas >40cm fracturas cerradas, baja alteración, roca dura, roca seca o humedad, juntas rugosas	fracturas lisas algo abiertas 1-2mm, moderada alteración relleno de fracturas deleznable, fracturas entre 10 y 20 cm, se rompe fácilmente	fracturas lisas abiertas, relleno deleznable, roca alterada, fracturas de 5 a 10 cm, la roca se rompe fácilmente con la picá	Extremadama Mala: fracturas muy abiertas o roca suelta, no autosportable, se derrumba fácilmente huecos o con escarmentados de agua
B	Tipo de roca II					
C	Tipo de roca III					
D	Tipo de roca IV					
	Levemente fracturado Dos familias de fracturas con separación >10cm autosoporte mas de 2 semanas RQD 60-75%	Buena	Regular	Mala	Muy Mala	Extrem. Mala
	Fracturado Tres o mas familias de fracturas con separación entre 20 y 30 cm, autosoporte una semana, RQD 40-60%	LF/B	LF/R A	LF/M	LF/MM	LF/EM
	Muy fracturado Tres o mas familias de fracturas con separación entre 5 y 20cm, roca abierta de 1 a 5cm autosoporte 2-5 dias RQD > 40%	F/B	F/R	B F/M	F/MM	F/EM
	Intensamente fracturado o suelta Principalmente roca de fallas mayores alteración alta, zonas de fallas RQD=0, NO AUTOSPORTABLE	MF/B	MF/R	MF/M	C MF/MM	MF/EM
		IF/B	IF/R	IF/M	IF/MM	D IF/EM
LF=Levemente fracturado, F= fracturado, MF= muy fracturado, IF= intensamente fracturado B= Buena calidad, R= regular calidad, M= mala calidad, MM= muy mala calidad, EM= extremadama mala						

Imagen 50. Tabla GSI modificada para mina san Rafael-Cara frontal en el que se determina la calidad del macizo rocoso y su grado de fracturamiento

Cara posterior de la tabla GSI

Código de colores	Tipo de roca	Descripción/calidad del m. rocoso	Tipo de sostenimiento
A	I	Calidad regular - mala Fracturamiento moderado de 40 a 50cm, cerradas, juntas rugosas, sin o poco flujo de agua, Roca competente y alta resistencia	Amacice Split set a 1.20m X 1.20m malla electrosoldada
B	II	Calidad mala Mayor Fracturamiento, c/separación de 20 y 30cm, fracturas cerradas o abiertas hasta unos 5mm juntas lisas, fracturas con relleno suave o vacías Cuñas visibles, con ligero flujo de agua o seca,	Amacice rebar / Split set a 1mX1m malla electrosoldada valuaremos colocar Shotcrete 2" preventivo
C	III	Calidad muy mala Alto fracturamiento con separación entre 5 y 20cm, juntas lisas, fracturas abiertas hasta algunos cm roca con menor competencia puede romperse con facilidad, cuñas y bloques con mayor dimensión	Amacice shotcrete preventivo de 2" c/fibra rebar a 1mX1m hasta media tabla malla electrosoldada hasta media tabla se valuara instalar enfilajes y marcos ligeros
D	IV	Calidad extreadamente mala Muy alto fracturamiento c/separación de algunos cm, mayor intemperismo, la roca puede estar suelta, no autosoportable, zona seca, húmeda o flujo de agua pueden ser zonas de falla	Amacice sin usar agua shotcrete preventivo 2" c/fibra en toda la sección rebar a 1mX1m y malla electros. a media tabla. volver a lanzar shotcrete cubriendo mallas enfilajes o micropilotes. se valuara colocar marcos de acero o ligeros

Estándar de fortificación de pilares.

- Respetar la dimensión planeada de pilares con control de voladura
- Pilares en roca de mala calidad: colocar Split set esporádico
- Pilar cortado con estructuras en contra, cortando el pilar en bloques: colocar shotcrete preventivo y abrazarlos con dos líneas de cables.
- Pilares en roca de muy mala calidad mayor fracturamiento: colocar shotcrete preventivo de 2", colocar dos líneas de marcos ligeros y volver a lanzar shotcrete cubriendo los marcos ligeros

Imagen 51. Tabla GSI modificada para mina San Rafael-Cara posterior donde se observa el soporte recomendado de acuerdo a la clasificación del macizo rocoso

VII ZONIFICACIÓN GEOTÉCNICA

Es muy importante que cada mina cuenta con un plano de zonificación geotécnica ya que con una gama de colores el personal identificara más rápido las zonas de riesgo, ya sea por calidad de roca o por presencia de zonas kársticas, por derrumbes, etc.

La zonificación geotécnica en la mina San Rafael se diseñó a partir de barrenación geotécnica que se fue modificando con los levantamientos Geomecánicos en cada minado para prever el avance de cada nivel. [9]

En la siguiente imagen se muestra el plan de minado, el cual es zonificado con criterios geomecánicos basado en la barrenación geotécnica para determinar la calidad del macizo rocoso y verificar si existen zonas kársticas o huecos que pongan en riesgo el plan de minado y principalmente al personal. (Ver imagen 52-54)

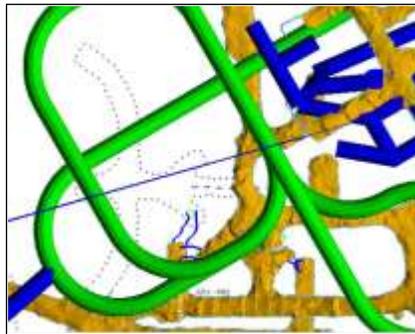


Imagen 52. Plano Tomado del área de ingeniería y planeación para plan de desarrollo de la rampa 688; Se proyecta barreno 177 de un total de 6 barrenos en abanico para identificar las condiciones geotécnicas de dicho plan (2019-2020)

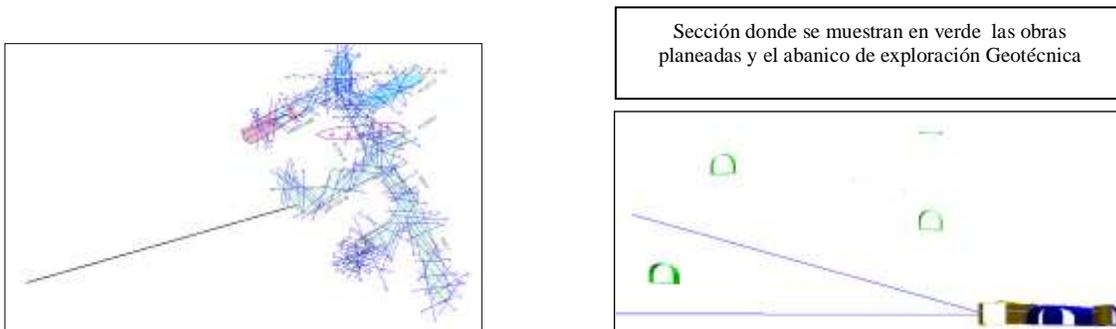


Imagen 53. A partir del plan de minado a corto o mediano plazo, se realiza el plan de barrenación geotécnico como se muestra en esta planta y sección, con el objetivo de verificar la calidad de roca y si existen zonas kársticas; en la imagen se muestra el barreno 177 para el plan de la rampa 688 (2019-2020)

Resultados de la barrenación geotécnica.

Detectamos calidad de roca

RQD

Alteraciones

Fracturamiento

Flujos de agua

Principales fallas

Y con esta información modelamos, diseñamos junto con planeación las obras, preparamos material de soporte y realizamos el plano de zonificación que indica las zonas de riesgo para la operación.

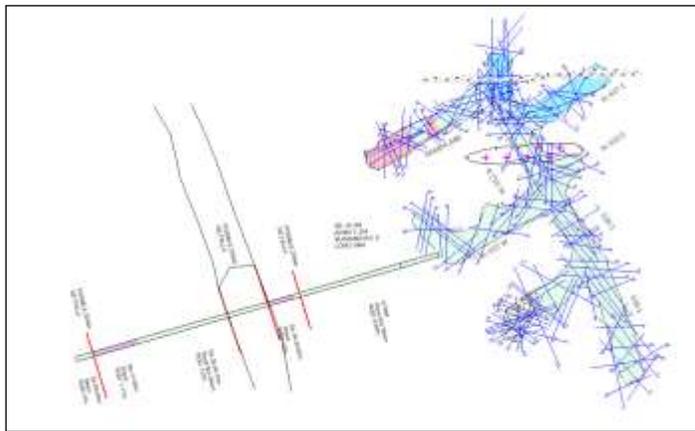


Imagen 54. Planta del barreno geotécnico 177 ya finalizado en el que se detecta la calidad del macizo rocoso y Fallas en la proyección del plan de la rampa 688 (2019-2020)

En caso de tener problemas en la barrenación, ya sea por calidad de roca o huecos, las exploramos con cámaras para ir verificando su condición.

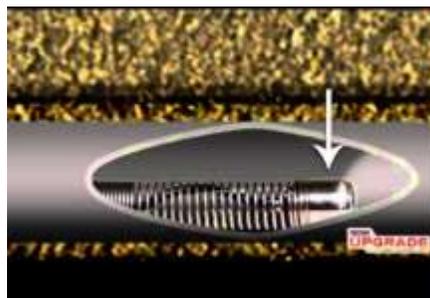


Imagen 55. Se muestra como se introduce la cámara por barrenos geotécnicos con el objetivo de verificar la calidad del macizo rocoso en caso de detectemos algo anormal durante la barrenación

Zona kárstica localizada con exploración geotécnica

Con la barrenación geotécnica las barras se colgaron y se perdieron dentro; Esta barrenación se realizó por un plan de rampa de acceso, que al final se cambió de dirección por el hueco kárstico localizado de gran dimensión, (es más costoso rellenarlo que desviarnos)

En las imágenes se muestran las zonas kársticas detectadas y la calidad del macizo rocoso.

(Ver imagen 56)



Imagen 56. .Imágenes que arroja la cámara See Snake al explorar una caverna detectada con barrenación geotécnica; esta exploración con cámara se llevó a cabo ya que se perdieron barras durante la barrenación geotécnica, cumpliendo el objetivo de la barrenación detectando esta caverna.

Resultado de lo anterior, se genera el plano de zonificación para la mina San Rafael utilizando software surfer. (Ver imagen 57)

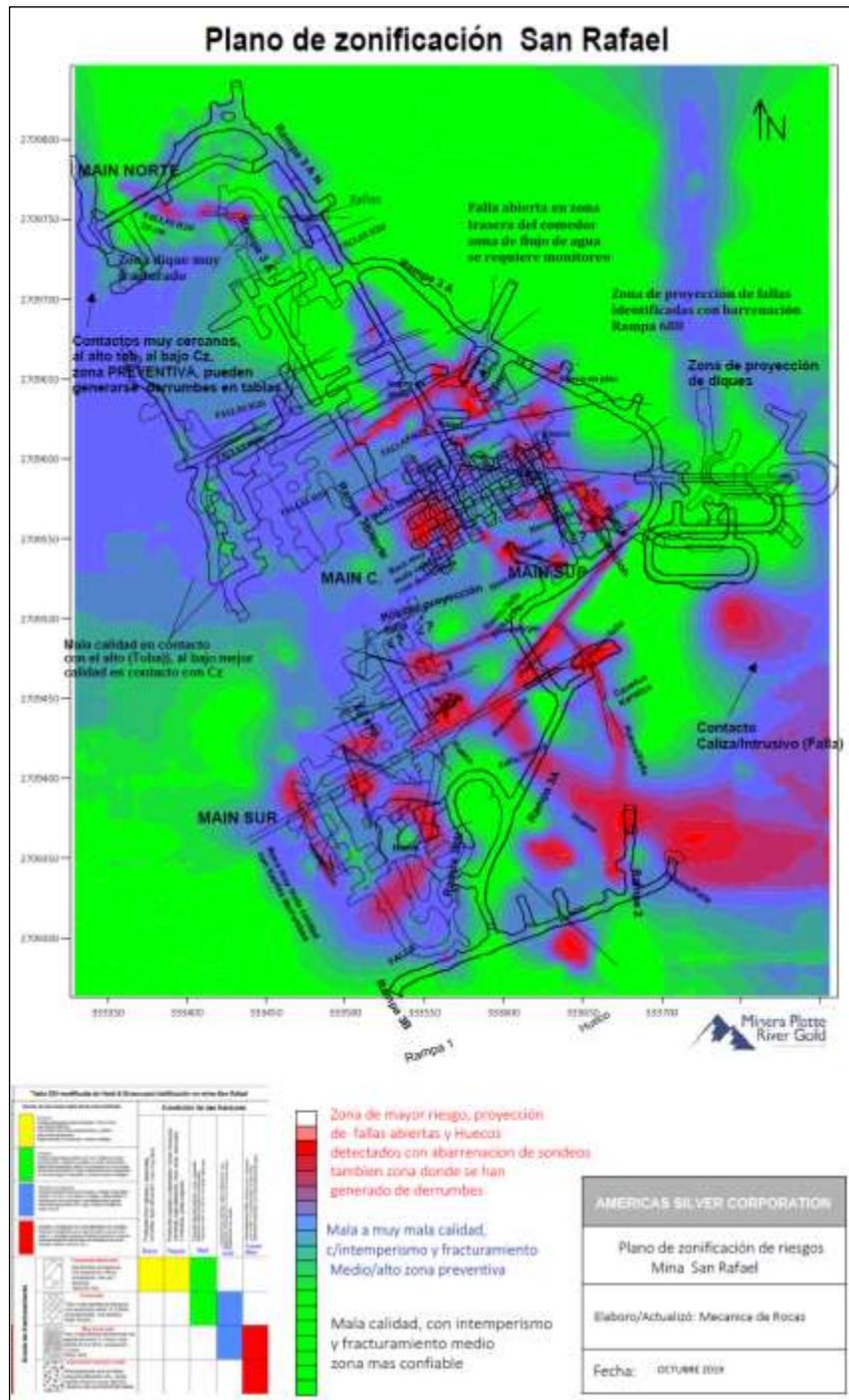


Imagen 57. Plano de zonificación geotécnica, realizado con el objetivo de identificar las zonas de mayor riesgo; el color rojo indica las zonas de mayor riesgo, por derrumbe o por fallas o zonas kársticas, el azul indica zona preventiva por ser una mala a muy mala calidad de roca y el verde es una calidad de roca regular a mala y más confiable. [9]

VIII CONCLUSIONES

Como vimos en esta tesis, conocer la litología y la calidad del macizo rocoso es fundamental, ya que de esto depende la estabilidad de cualquier mina; todos los análisis de estabilidad se basan en la calidad del macizo rocoso, por lo que un buen análisis geológico nos llevara a tener buenos resultados en el cálculo de estabilidad.

Los análisis que se llevan a cabo para determinar la estabilidad de las obras mineras, algunas son empíricas obtenidas de casos reales en minas de carbón de USA, INDIA y CANADA, otras en macizos rocosos competentes de AFRICA y USA son puestas en práctica en minas de todo el mundo con resultados favorables, ya que es predecible el comportamiento del macizo rocoso, no solo para obras existentes, sino también para el diseño futuro de obras mineras.

Es importante saber determinar el cálculo de estabilidad o factor de seguridad de cualquier obra minera ya que de esto depende la seguridad de la mina y principalmente de las personas que ahí trabajan; por lo que es indispensable que toda empresa minera tenga en su grupo de profesionales en un Departamento de Geomecánica.

También es muy importante conocer los signos de inestabilidad del macizo rocoso en una obra minera, por que como ya se mencionó, es uno de los mayores riesgos dentro de una mina, por eso es esencial que el personal pueda identificar estos problemas potenciales para prevenir accidentes; los riesgos que se deben detectar son los siguientes:

Tipos de riesgos que se deben detectar en mina subterránea:

- Tipo de roca, intemperismo y alteración.

Con esto sabemos que a mayor alteración e intemperismo, la resistencia del macizo rocoso disminuye

Grado de fracturamiento (levemente fracturada, moderada, altamente fracturado y presencia de fallas)

Cuñas, ya que muchas de estas son potenciales a desprenderse, una cuña se forma con la intersección de dos o más sistemas de fracturas. [3], [9]. (Ver imagen 58 y 59)



Imagen 58. Riesgos detectados en mina subterránea (cuñas por intersección de estructuras)



Imagen 59. Riesgos detectados en mina subterránea (Grado de fracturamiento y cuñas formadas por intersección de estructuras) [9]

- Distribución de esfuerzos.

Principalmente, para el departamento de Geomecánica debemos saber determinar si el minado es somero o poca profundidad, la estabilidad de la mina está condicionada principalmente a la influencia de la estructura del macizo rocoso. (Ver imagen 60)

A mayor profundidad, los esfuerzos van incrementando debido a la carga litostática, por lo que cuando se rompe el campo de esfuerzos naturales se induce un nuevo campo de esfuerzos en la roca circundante a la excavación. [3], [9]

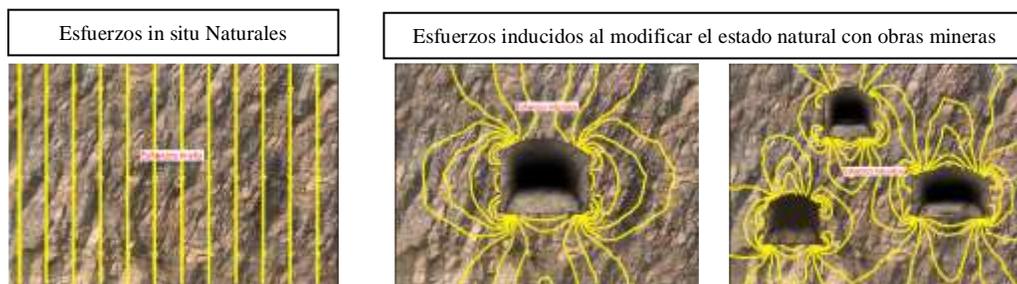


Imagen 60. Riesgos por modificación de los esfuerzos iniciales en el macizo rocoso [9]

- Influencia del agua subterránea

En rocas masivas o levemente fracturadas, el agua no tiene influencia significativa, pero en roca moderadamente fracturada o mayor el agua es un aspecto importante a considerar ya que el agua ejerce presión, lava el relleno de fracturas y detona movimientos de bloques. [3], [9]. (Ver imagen 61)



Imagen 61 Riesgo de desprendimientos de bloques por flujo de agua en el macizo rocoso. [9]

- Geometría de las excavaciones

Algo muy importante es la forma de las excavaciones ya que tiene influencia favorable o desfavorable en la estabilidad del macizo rocoso en la excavación, en general las formas rectas y esquinadas son desfavorables para la estabilidad, mientras que la forma de arco favorece a la estabilidad. [3], [9]. (Ver imagen 62y 63)



Imagen 62. Geometría desfavorable y favorable para la bóveda de la obra minera. [9]

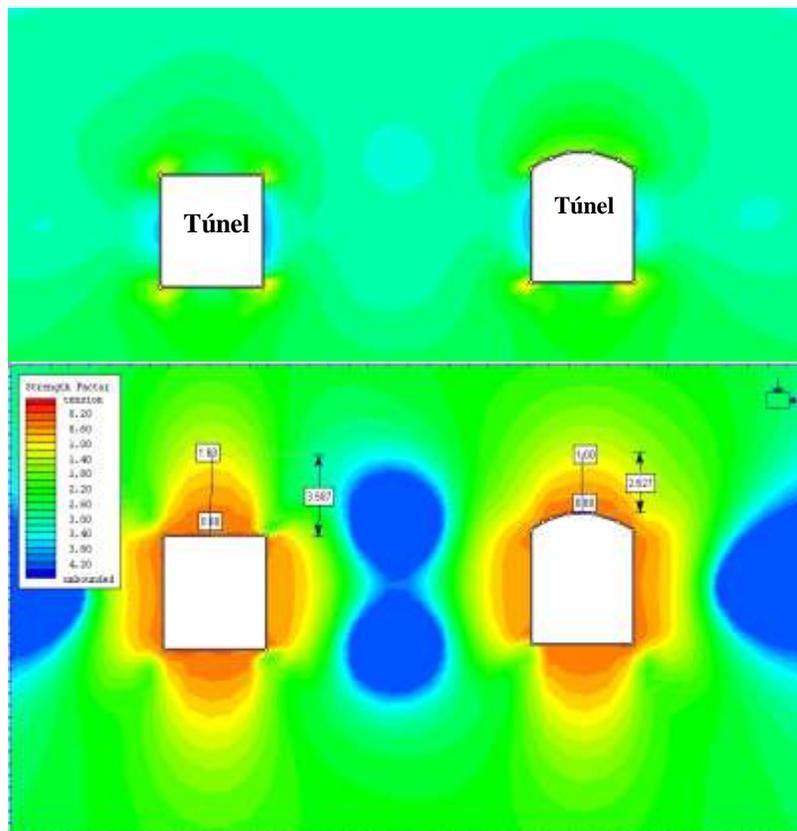


Imagen 63. Con el análisis numérico confirmamos que la geometría con bóveda en arco es más estable ya que los esfuerzos se distribuyen más uniformemente en la excavación

- Tamaño de la excavación (sobre excavación).

Otro riesgo que considerar es el tamaño de las excavaciones ya que tiene que ser proporcional a las condiciones Geomecánicas del macizo rocoso, si la condición Geomecánica no lo permite, no se deben exceder las dimensiones de análisis por el riesgo a colapsar, por lo que se debe cuidar el cargado y voladura para evitar sobre excavación. (Ver imagen 64)



Imagen 64. Riesgo detectado por grandes dimensiones de las excavaciones. [9]

- Orientación de las excavaciones

Lo más recomendable es siempre que la obra minera corte de forma perpendicular las estructuras principales, de lo contrario las cuñas y bloques que se formen se verán a lo largo de toda la excavación y generarán más riesgo de desprenderse. [3], [9]

(Ver imagen 65)



Imagen 65. Las excavaciones son más estables y más controlables al planearlas lo más perpendicularmente la fallamiento o estructuras principales, ya que si las tomamos a rumbo, las cuñas las traeremos a lo largo de toda la obra. [9]

- Estructuras que cortan un pilar, el caso más confiable es la estructura que corta el pilar en A, ya que no corta el pilar de pared a pared como son los casos B y C que disminuyen su resistencia. [3], [9]. (Ver imagen 66)

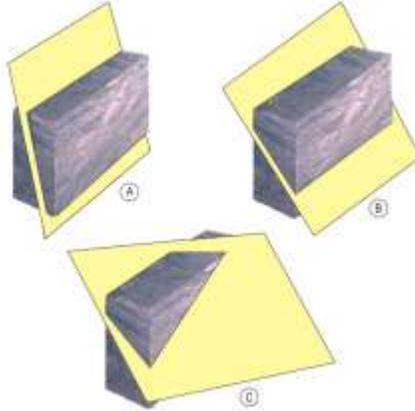


Imagen 66. Si una estructura corta un pilar vertical nos causara problemas de inestabilidad si lo corta de pared a pared. [9]

Otras situaciones que causan riesgo y son de mucha importancia en la mina San Rafael con el objetivo de dar mayor seguridad en la mina, son las siguientes:

- Si un bloque esta suelto pero sostenido por un ancla, es signo de riesgo y se debe retirar, ya que el ancla ha cumplido su función, que es: no dejar que caer el bloque.
- Si una malla está cargada, se debe de vaciar y sustituir, ya que la malla cumplió su función la cual es: no dejar caer el material suelto.
- Si el concreto lanzado está quebrado, debe retirarse, ya que los esfuerzos provocan empuje hasta quebrarlo y se debe de verificar para resanar con concreto reforzado.
- Si después de tiempo, el concreto lanzado se humedece, se deben colocar drenes para liberar la presión que ejerce el flujo de agua en el macizo rocoso.

- Es muy importante hacer secciones estructurales y de calidad del macizo rocoso todo el tiempo, esto con el objetivo de identificar cuñas o bloques ocultos que puedan derrumbarse en las obras mineras, principalmente cuando aumentan los claros de obra, ya que estas quedan al descubierto aumentando el riesgo a desprenderse.
- El soporte no solo se debe hacer en la bóveda de la obra minera, si se requiere, también se debe soportar tablas, topes y frentes, ya que estos también se caen por las condiciones estructurales, por la calidad del macizo rocoso y por las afectaciones de las voladuras.

IX RECOMENDACIONES.

Para mantener la estabilidad en mina san Rafael se proporcionaron las siguientes recomendaciones.

- En la litología correspondiente a tobas, los claros máximos estables son de 5m con altura de 5m; si se planean claros mayores, máximo hasta 7m se debe colocar un soporte más robusto; En claros mayores de 7m tenemos riesgos de fallamientos mayores.
- En litología de calizas, el claro máximo estables es de 8m, en claros de hasta 10m se debe colocar un soporte más robusto; En claros mayores ya existe mayor riesgo de desprendimiento de bloques.
- En tobas, los pilares verticales deben tener dimensiones de 8m de ancho con alturas máximas de 7m, iniciando cortes de 5m de altura, y de acuerdo con el tipo de minado los cortes superiores deben ser a una razón de 2m; para realizar más cortes superiores a los ya descritos, primero se debe colocar relleno de 3m de altura para confinar los pilares existentes y posteriormente continuar con los cortes superiores.
- En calizas. El procedimiento de pilares verticales es el mismo, solo que la dimensión de los pilares mínima es de 6m de ancho.
- En el diseño de las obras mineras, por la calidad de roca y el riesgo que representa, los pilares corona en tobas fueron descartados, mientras que en zona de calizas los pilares corona pueden tener un espesor mínimo de 7m para túneles máximo de 7m de ancho.
- El soporte estandarizado en zona de tobas, después de cada avance es: colocar concreto lanzado de 5cm, después colocar anclaje activo (Rebar) con patrón de 1mx1m combinado con malla electrosoldada, si la roca es extremadamente muy mala se colocará otra capa de concreto encapsulando la malla electrosoldada.

- En calizas, el soporte de roca corresponde a colocar anclaje pasivo (Split set) a 1.20m x 1.20m combinado con malla electrosoldada, en obras permanentes se coloca anclaje activo (Rebar) y en zonas aisladas se coloca concreto lanzado; si el fracturamiento es alto o intenso, el anclaje se cierra a 1m x 1m y se coloca anclaje activo (Rebar).
- En zonas más críticas, el departamento de geomecánica verificará si se debe colocar enfilajes o micropilotes o marcos de acero IPR o marcos ligeros o cables de diferentes longitudes.
- Para el relleno de huecos o cavernas de poca dimensión colocamos panel W apilado y encapsulado con concreto, estos son paneles de malla con unicel, se coloca en capas combinado con concreto lanzado; este mismo material se ocupa para el relleno superior de los marcos de acero.
- En donde exista flujo de agua, independientemente del soporte recomendado, también se colocan anclas Split set que sirven como drenes para eliminar los flujos de agua.
- En cada avance se debe tener un buen control de barrenación y voladura ya que si no se lleva correctamente se contribuye a la falla del macizo rocoso; las vibraciones causan más fracturamiento y caída de rocas, una mala voladura causa sobre excavación.
- De acuerdo con la plantilla de barrenación y con el objetivo de no lastimar el macizo rocoso se debe contemplar lo siguiente: el paralelismo de barrenos, los barrenos se deben hacer e a la misma longitud, se debe mantener la separación indicada entre barrenos, se debe barrenar el número de barrenos indicados, no más ni menos y se debe hacer el cálculo de explosivo a utilizar dependiendo de la calidad del macizo rocoso que se les proporcione.
- Asimismo para todos los avances se deben hacer barrenos de contorno para amortiguar y evitar daños al macizo rocoso, principalmente en zona de tobas.

- Para el plan y diseño de minados futuros, se debe realizar en primer lugar la barrenación Geotécnica con arreglo en abanico y con profundidades de su interés, esto para prevenir riesgos por zonas kársticas y fallas mayores, además con esto se determina la calidad del macizo rocoso para calcular claros máximos, pilares verticales, pilares corona o lo que se necesite para el plan que se tenga por parte del departamento de ingeniería y planeación; Con esto se predice el comportamiento del macizo rocoso y se prevé el gasto del material a utilizar para el soporte de la mina.

Recomendaciones generales.

- En cada avance se debe identificar la calidad del macizo rocoso para identificar los riesgos de inestabilidad y para determinar el sostenimiento inmediato más adecuado.
- Se debe tener conocimiento de los análisis de estabilidad, para proporcionar recomendaciones asertivas y preventivas antes de llevar a cabo los planes de minado.
- El geomecánico debe ir de la mano con el departamento de ingeniería y planeación para proporcionar recomendaciones geomecánicas durante el diseño de obra y minado a corto, mediano y largo plazo.
- El geomecánico debe estar de la mano con los ingenieros de mina para proporcionar información constante de la calidad del macizo rocoso y colocar el soporte de acuerdo al riesgo que represente, también para calcular y diseñar la plantilla de barrenación para el cargado de explosivo y el minado, con el objetivo de no lastimar el macizo rocoso, así mismo para informar de las condiciones del macizo rocoso, para su soporte.
- Todo el personal, iniciando desde la Gerencia, Superintendentes, Supervisores y Mineros en general deben tener conocimientos básicos para identificar la calidad del macizo rocoso y los riesgos de inestabilidad en mina subterránea, con el objetivo de corregir y prevenir accidentes; para esto se debe difundir los estándares de soporte y la tabla GSI realizado por el departamento de Geomecánica.

- El departamento de Geomecánica debe tener el apoyo total del Corporativo y de la Gerencia general, en caso contrario, los riesgos de caídos de roca en mina, no se eliminarán ya que las recomendaciones de soporte por el comportamiento del macizo rocoso no se seguirán correctamente.
- Es muy importante hacer y dar a conocer a todo el personal un estándar de soporte y mantenerlo como regla de oro en cualquier mina, con el objetivo de saber y decidir el soporte más adecuado del macizo rocoso en diferentes escenarios.
- Asimismo es importante realizar una tabla modificada GSI de Hoek y proporcionarlo también a todo el personal, esto es una herramienta muy útil para identificar la calidad del macizo rocoso y su soporte en campo.
- Es muy importante contar con un plano de Zonificación de Riesgo con gama de colores, ya que el personal se guiará más fácilmente de los riesgos existentes en mina de acuerdo al color de identificación.
- Todo departamento de geomecánica debe archivar todas las evidencias de análisis de estabilidad de cada zona, evidencias de recomendaciones proporcionadas, evidencias de caídos y evidencias de planos de zonificación actualizados y archivados para fines estadísticos y principalmente legales que le competen al corporativo. Cada documento debe estar firmado por el ingeniero que hizo el cálculo y de los ingenieros que recibieron la información de soporte para llevarla a cabo.
- También se deben de tener evidencias de las pruebas de calidad de los materiales de soporte (anclas, concreto, malla y cables) para que cumplan con lo que especifique la seguridad en mina, también para fines estadísticos y principalmente legales que le competen al corporativo. Cada documento debe estar firmado por el ingeniero que hizo la prueba y de los ingenieros que recibieron la información de calidad del material.

- En un análisis geomecánico, los resultados se deben complementar y confirmar con otros métodos, por ejemplo: si se hace un análisis para determinar claros máximos, se debe modelar con elementos finitos; con esto puede resultar estable y confiable, pero si en ese mismo lugar se hace un modelo de cuñas pueden resultar varias cuñas con Factor de seguridad $F_s=0$, entonces la situación cambia y se deben tomar otras medidas.

Como decimos en mina:

**Recuerden, lo más valioso que sale de una
mina es:**

El Minero

X REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.

1. E. Hoek/E. and T. Brown, (1985). *Excavaciones subterráneas en roca-Mc Graw Hill*, paginas consultadas 26,36-44,122-130, 134-147, 221-224, 238-243, 388.
2. Z.T. Bieniawski, (1989). *Engineering Rock Mass Clasification, a complete Manual for Engineers and Geologist in Mining, Civil and Petroleum Engineering*. paginas consultadas 38-41, 46, 61-66, 68,69, 73-81, 89, 162,178.
3. E. Hoek, P.K. Kaiser- W.F. Bawden, (1993). *Support of Underground Excavations in Hard Rock*, paginas consultadas 1-200
4. Montenegro Pérez Manuel Reynaldo, (2001). *Método gráfico de estabilidad para el dimensionamiento de tajeos. Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Escuela de Minas UNMSM*. Paginas consultadas 1-46
5. Hoek-Brown, (2002). *El criterio de rotura de Hoek-Brown-* paginas consultadas 1-6
6. ETSECCPB-IPC-(2002). *El sostenimiento de túneles basado en clasificaciones Geomecánicas, Ingeniería Geológica. Excavaciones subterráneas*. Páginas consultadas 1-27
7. B.H.G. Brady- E.T.Brown, (2004). *Mechanics for underground mining, third edition. Kluwer Academic Publishers, New York, Boston, Dordrecht, London, Moscow-* Paginas consultadas 52-54,59, 80, 82, 83, 135, 242, 243, 267-270, 371-380, 395
8. Luis I. González Vallejo, (2004). *Ingeniería Geológica, editorial Prentice Hall*. Paginas consultadas 125-137, 141-156, 158-163, 192-200, 488-504
9. Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía-Perú. edición. (2004). *Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en mina subterránea* -paginas consultadas 1-215.
10. Hoek., (2006), *Sistema GSI (Geological Strength Index), anexo C*. paginas consultadas 184-187.
11. Bioconsultores asociados. Octubre (2007). *Manifestación de impacto ambiental modalidad –particular para cambio de uso de suelo en sector eléctrico. Relativo al tramo final (1.949Kms.) del proyecto de construcción de una línea de transmisión eléctrica aérea con una tensión de 34.5 Kv que parte de la hidroeléctrica Prof. Raúl J. Marsal de la C.F.E. ubicada en la Presa José López Portillo (Comedero) hacia la planta de beneficio de minerales de la Minera Cosalá y a la Ciudad de Cosalá, Municipio de Cosalá, Sinaloa.* -paginas consultadas 58-61

12. Ernesto Villaescusa, (2014).- *Geotechnical design for sublevel open stoping-Western Australian School of Mines*. -CRC Press, Taylor & Francis Group. Páginas consultadas 114, 115, 127, 128, 136-140, 151-155, 164-167, 180, 200-214
13. Americas Silver Corporation. mayo (2019).-Technical Report on the San Rafael Mine and the EC120, Preliminary Feasibility Study, Sinaloa, México. Páginas consultadas 41-48

Páginas Web

14. <https://independent.academia.edu/MiqueasQuintanillaVentura>
 - Consulta realizada en el mes de octubre de 2020
15. <https://issuu.com/osinergmin/docs/boletin-gsm-2018-ivt-osinergmin>
 - Consulta realizada en el mes de octubre de 2020
16. http://www.osinerg.gob.pe/seccion/centro_documental/mineria/Documentos/Publicaciones/Boletin-GSM-2018-IVT-Osinergmin.pdf
 - Consulta realizada en el mes de octubre de 2020
17. <https://www.studocu.com/ec/document/universidad-catolica-de-santa-maria/mecanica-de-rocas-i/apuntes/preguntas-varias-resueltos-50-sobre-mapeo-geomecanico-unwedge-y-dips/5086268/view>
 - Consulta realizada en el mes de noviembre de 2020
18. <https://geologiaweb.com/ingenieria-geologica/rqd/>
 - Consulta realizada en el mes de noviembre de 2020
19. http://mapserver.sgm.gob.mx/Cartas_Online/geologia/663_G13-C74_GM.pdf
Carta geológica minera de Cosalá Sinaloa.
 - Consulta realizada en el 10 de noviembre de 2020-10:20 pm
20. <https://www.911metallurgist.com/blog/wp-content/uploads/2015/11/Flotacion-Espuma-Selectiva-de-Minerales.pdf>, Beneficio de minerales metálicos por flotación.
 - Consulta realizada en el 11 de noviembre de 2020-12:30 pm
21. <https://geotecniafacil.com/gsi-indice-resistencia-geologica/>
 - Consulta realizada en el 27 de noviembre de 2020-5:40 pm
22. <https://es.slideshare.net/Irveen/mecanica-de-rocas>
 - Consulta realizada en el 27 de noviembre de 2020-6:35pm

23. <https://energia.gob.es/mineria/Seguridad/Guias/Gu%C3%ADas/Guia-control-geotecnico-mineria-subterranea.pdf>
 - Consulta realizada en el 28 de noviembre de 2020
24. https://www.rocscience.com/help/cpillar/pdf_files/papers/Trevor_Carter_2014.pdf
 - Consulta realizada en el 28 de noviembre de 2020
25. <https://www.redalyc.org/jatsRepo/496/49662418040/html/index.html>
 - Consulta realizada en el 30 de noviembre de 2020
26. https://ru.dgb.unam.mx/handle/DGB_UNAM/TES01000772566
 - Consulta realizada en el 30 de noviembre de 2020
27. <http://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/137537/Modelamiento-numerico-de-pilares-en-roca-mediante-analogia-al-criterio.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
 - Consulta realizada en el 30 de noviembre de 2020
28. https://www.osinergmin.gob.pe/seccion/centro_documental/mineria/Documentos/Publicaciones/Guia-Criterios-Geomecanicos.pdf
 - Consulta realizada en el 1 diciembre 2020
29. <http://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/137546/Modelamiento-numerico-de-esfuerzos-para-metodos-empiricos-de-estabilidad-de-caserones.pdf?sequence=1>
 - Consulta realizada en el 1 diciembre 2020