

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERIA
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA
GEOLOGICA



DISEÑO GEOTECNICO DEL CRUCERO XC
410, MINA SHALCA

TESIS

Para Optar el Título de Ingeniero Geólogo

Presentado por:

Bach. MAMANI MATOS, Raphael David

Asesor: Vidal Víctor CALSINA COLQUI

PASCO – PERU 2018

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERIA
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA
GEOLOGICA



**DISEÑO GEOTECNICO DEL CRUCERO XC 410, MINA
SHALCA**

Presentado por:

Bach. MAMANI MATOS, Raphael David

SUSTENTADO Y APROBADO ANTE LA COMISIÓN DE JURADOS:

Mg. Julio A. MARCELO AMES
PRESIDENTE

Mg. José F. HINOJOSA DE LA SOTA
MIEMBRO

Ing. Ramiro E. DE LA CRUZ FERRUZO
MIEMBRO

DEDICATORIA

A las personas que impulsaron y creyeron en mi desarrollo profesional, a todos ellos, en especial a mis padres, Adrian que esta el cielo y Rosa presente aquí en la tierra,

AGRADECIMIENTOS

Me gustaría expresar mi profundo agradecimiento a todo el personal docente de la Facultad de Geología de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión; en particular al Ing. Víctor Vidal Calcina Colqui por su amable supervisión, sugerencias y amistad durante este estudio. Así mismo, expreso mi gratitud a los miembros del comité de evaluación, por sus invaluable comentarios.

RESUMEN

Compañía Minera Vichaycocha S.A.C., es una empresa dedicada a la exploración, explotación y tratamiento de minerales polimetálicos con contenidos de plomo, zinc y plata, en la concesión Minera Claudia I, ubicado en el Distrito de Pacaraos, Provincia de Huaral, Departamento de Lima. Pacaraos es un distrito minero, que comprende las minas Santa Rosa y Shalca; la primera fue trabajada en la década de los 50's, por el Sindicato Minero Pacaraos – filial de Sindicato Minero Río Pallanga; la mina Shalca fue trabajada por Empresa Administradora Chungar; ambas minas fueron trabajadas por sus menas de plomo y zinc, con operaciones a pequeña escala.

Este proyecto aborda el tema de diseño y sostenimiento de una labor minera subterránea (bypass 942). Se tuvo en consideración que la importancia del diseño utilizando la geomecánica es preservar la seguridad e integridad del personal dentro de la operación minera, al mantener labores estables. No menos importante es procurar una operación rentable, teniendo una baja sobre excavación asegurando la estabilidad de las labores. Para el presente estudio se realizaron Investigaciones geomecánicas conformadas por logeos geotécnicos, ensayos de permeabilidad y taladros orientados para investigar las orientaciones de las estructuras presentes en el macizo rocoso. Se seleccionó además muestras representativas para realizar ensayos de mecánica de rocas.

El sistema de clasificación para la calidad del macizo rocoso fue el **RMR, Q** de Barton y **GSI**; con esta información geotécnica y complementada con la información geológica, fue posible realizar un modelo geotécnico y posteriormente una zonificación geomecánica del macizo rocoso. El estudio realizado abarca una perspectiva general de un estudio geomecánico y las sugerencias de sostenimiento que se puedan emplear en la elaboración del crucero XC-410 de la Mina Shalca.

INDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

INDICE

INTRODUCCION

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. DETERMINACION DEL PROBLEMA	12
1.2. FORMULACION DEL PROBLEMA	13
1.3. OBJETIVOS	13
1.3.1 OBJETIVOS GENERALES	13
1.3.2. OBJETIVOS ESPECIFICOS	13
1.4. JUSTIFICACION DEL PROBLEMA	14
1.5. IMPORTANCIA Y ALCANCES DE LA INVESTIGACION	14
1.6. LIMITACIONES	15

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. ANTECEDENTES	16
2.2. BASE TEORICO Y CIENTIFICO	17
2.2.1. MECANICA DE ROCAS	17
2.2.2. CLASIFICACION GEOMECANICA	24
2.2.3. CLASIFICACION DE BARTON (NGI).	30

2.2.4. CLASIFICACION DE BIENIAWSKY (CSIR).	37
2.2.5. GEOLOGICAL STRENGTH INDEX (GSI)	45
2.2.6. METODOS ANALITICOS Y NUMERICOS.	49
2.2.7. METODOS DE SOSTENIMIENTO.	49
2.2.7.1. Fierro helicoidal cementado o con resina.	51
2.2.7.2. Pernos de fricción (Split sets).	52
2.2.7.3. Malla metálica.	52
2.2.7.4. Concreto lanzado.	53
2.2.7.5. Cimbras metálicas.	54
2.2.7.6. Pernos de barra helicoidal.	55
2.3. DEFINICION DE TERMINOS	56
2.4. SISTEMA DE HIPOTESIS	58
2.4.1. HIPOTESIS GENERAL	58
2.4.2. HIPOTESIS ESPECÍFICAS.	59
2.5. SISTEMA DE VARIABLES	59
2.5.1. VARIABLES INDEPENDIENTES	59
2.5.2. VARIABLES DEPENDIENTES	59
2.5.3. VARIABLES INTERVINIENTES	59

CAPITULO III

METODOLOGIA DEL ESTUDIO

3.1. TIPO DE INVESTIGACION	60
3.2. DISEÑO DE INVESTIGACION	60
3.3. POBLACION Y MUESTRA	61
3.4. METODO DE LA INVESTIGACION	61

3.5. TECNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCION DE DATOS	61
3.5.1. INSPECCIÓN DE CAMPO EN ETAPA DE ESTUDIOS.	62
3.5.2. MAPEO GEOMECÁNICO DE SUPERFICIE.	63
3.5.3. MAPEO GEOMECÁNICO SUBTERRÁNEO.	63
3.5.3.1. Mapeo geomecánico por celdas.	63
3.5.3.2. Mapeo geomecánico por línea de detalle.	64
3.5.3.3. Mapeo geomecánico por arco rebatido.	65
3.5.4. PERFILES Y SECCIONES GEOMECÁNICAS.	66
3.5.5. LOGUEO GEOTÉCNICO DE TESTIGOS DE PERFORACIÓN.	67
3.6. TECNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANALISIS DE DATOS	68

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUCIONES

4.1. TRATAMIENTO ESTADISTICO E INTERPRETACION DE CUADROS.	69
4.1.1. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD	69
4.1.2. RESEÑA HISTORICA	72
4.1.3. GEOMORFOLOGIA	73
4.1.4. CLIMA Y VEGETACION	74
4.1.5. GEOLGIA REGIONAL	75
4.1.6. GEOLOGIA DISTRITAL	79
4.1.7. LITOLOGIA	79
4.1.8 GEOLOGIA ESTRUCTURAL	83
4.1.9. GEOLOGIA ECONOMICA	85

4.1.10. CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO	87
4.1.10.1. RESERVAS DE MINERAL	87
4.1.10.2. ESTRUCTURAS MINERALIZADAS	88
4.1.10.3. LABORES MINERAS	88
4.1.10.4. PROYECTOS	89
4.1.10.5. NIVEL DE PRODUCCIÓN.	89
4.1.10.6. VIDA DE LA MINA	91
4.2. PRESENTACION DE RESULTADOS, TABLAS, GRAFICOS Y FUGURAS.	93
4.2.1. DISEÑO GEOTECNICO DE LABORES SUBTERRANEAS XC- 410.	93
4.2.1.1. Clasificación de la Masa rocosa.	93
4.2.2. DISEÑO DE SOPORTE PARA LABORES	95
4.2.2.1. Labores Permanentes.	95
4.2.2.2. Labores Temporales.	114
4.3. PRUEBA DE HIPOTESIS	118
4.4. DISCUSION DE RESULTADOS	119
CONCLUSIONS	
RECOMENDACIONES	
BIBLIOGRAFIA	

INTRODUCCION

Para llevar a cabo una operación minera de manera eficiente y eficaz es necesario ejecutar los planes desarrollados en los estudios previos, dichos estudios toman en consideración la mejor alternativa para el tipo de yacimiento en cuestión. Se diseñan y plantean el método minado, dimensionamiento de las zonas de explotación, dimensionamiento de equipos, tipo de sostenimiento, diseño de relleno, proceso de recuperación metalúrgica, entre otros.

Sin embargo, cuando se inicia la explotación se pueden presentar problemas operacionales no previstos o que no fueron evaluados con debida atención por omisión de diversos factores, ello puede llevar a muchas operaciones a replantear o rediseñar la manera de ejecutar el proceso productivo, pues pueden generar altos costos o poner en riesgo la continuidad de la mina, por ello es imprescindible la elaboración de un nuevo plan con las medidas correspondientes para asegurar la continuidad y óptima ejecución de la explotación de la mina.

La presente tesis desarrolla la evaluación geomecánica de una mina subterránea, Para llevar a cabo dicha evaluación, ha sido necesario ejecutar una serie de investigaciones geotécnicas correspondiente al reconocimiento geológico y estructural, mapeo geomecánico, logueo geomecánico y ensayos de laboratorio, que permitieron caracterizar el macizo rocoso y establecer un modelo geomecánico.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. DETERMINACION DEL PROBLEMA

La presente tesis tiene como objetivo conocer las dimensiones del crucero XC - 410 de acuerdo al comportamiento del macizo rocoso y a la mineralización de la Mina Shalca. El propósito de este trabajo es determinar el comportamiento geotécnico del macizo rocoso, para posteriormente realizar el diseño de la labor subterránea y determinar el tipo de sostenimiento a implementarse en el proyecto del crucero XC - 410 de la mina Shalca.

El macizo rocoso se presenta como rocas dacíticas a andesíticas emplazadas en un anticlinal de la Formación Chimú, zona favorable para la mineralización con importantes leyes de Ag, Zn, Pb y Cu.

Asimismo, es importante el control estructural asociada con la mineralización.

El entendimiento de las características geológicas geotécnicas requiere de un estudio detallado para determinar las dimensiones de la labor subterránea mencionada.

1.2. FORMULACION DEL PROBLEMA

¿Cuál es el diseño y sostenimiento que mejor se adapta al XC-410 de la Mina Shalca?

1.3. OBJETIVOS

1.3.1. OBJETIVOS GENERALES

El objetivo de la presente investigación es:

Realizar el modelo geomecánico por los métodos empíricos y numéricos estableciendo una metodología técnica, que constituya una herramienta para evaluar el dimensionamiento de la sección efectiva de avance en el XC - 410, y la optimización del relleno en pasta con la colocación de pernos de anclaje para el sostenimiento efectivo.

1.3.2. OBJETIVOS ESPECIFICOS

- Determinar el tipo de roca y propiedades mecánicas del macizo rocoso
- Aplicar la caracterización geomecánica en el XC-410 para diseñar el sostenimiento en el proceso de excavación.
- Asegurar condiciones adecuadas de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado del XC-410, apoyando

así al diseño, planeamiento y operación de la misma, lo cual contribuirá a mejorar los estándares de seguridad y eficiencia de la operación minera.

1.4. JUSTIFICACION DEL PROBLEMA

El principal propósito del diseño de una excavación subterránea es usar la roca misma como principal material estructural con poca perturbancia durante la excavación y proveer el menor sistema de soporte posible. Para este propósito, la determinación de las condiciones geológicas y geomecánicas existentes en el área de excavación y una simulación óptima de estas circunstancias para una adecuada excavación y los sistemas de soporte son absolutamente necesarios. Los sistemas de clasificación de macizos rocosos y los métodos de análisis numéricos son y deben ser usados juntos para este propósito; para proveer seguridad, economía, desempeño, y conformidad durante la construcción y operación de una excavación subterránea.

1.5. IMPORTANCIA Y ALCANCES DE LA INVESTIGACION

En una primera etapa, se orientaron los trabajos a la ejecución de investigaciones básicas, con el fin de obtener la información necesaria, que permita evaluar los factores principales del control de la estabilidad y estimar así los parámetros geomecánicos básicos. En esta etapa los alcances del trabajo realizado fueron:

- La documentación y revisión de literatura especializada
- La ejecución de mapeos geotécnicos

- La caracterización de la masa rocosa
- La clasificación geomecánica de la masa rocosa
- La evaluación de otros factores que influyen en las condiciones de estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones (presencia de agua y esfuerzos in-situ).

En una segunda etapa, se integró la información obtenida durante las investigaciones básicas, con el fin de evaluar las condiciones de estabilidad tanto local como global de la masa rocosa de las excavaciones en el XC-410, tomando en cuenta los mecanismos potenciales de falla del terreno.

1.6. LIMITACIONES

La determinación del diseño de las dimensiones de las secciones de avance y sostenimiento se circunscribe netamente en el crucero XC-410 de la Mina Shalca.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. ANTECEDENTES

Actualmente se tiene una tesis denominada “Geomecánica en el minado subterráneo caso Mina Arequipa-M de la Compañía Minera Caudalosa S.A. de Espiritu S. M.A” donde se determina las condiciones geomecánicas del terreno, estima los parámetros geomecánicos a nivel de la masa rocosa, define el método de explotación, establece las aberturas máximas en función a la calidad de la masa rocosa y define los tipos de sostenimiento.

Optimización del sistema de sostenimiento permanente y temporal aplicando el método de análisis mecánico estructural en U.E.A. Poracota de Cía. de Minas Buenaventura S.A.A. Autor: Ríos

Escobedo, Jonathan Jorge. Institución: Universidad Nacional De San Agustín - Facultad de Ingeniería Geológica, Geofísica y Minas.

2.2. BASE TEORICO Y CIENTIFICO

2.2.1. MECANICA DE ROCAS

La mecánica de rocas se ocupa del estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamiento mecánico de los materiales rocosos, y de su respuesta ante la acción de fuerzas aplicadas en su entorno físico.

Los distintos ámbitos de aplicación de la mecánica de rocas se pueden agrupar en aquellos en que el material rocoso constituye la estructura (excavación de túneles, galerías, taludes, etc.), aquellos en que la roca es el soporte de otras estructuras (cimentaciones de edificios, presas, etc.) y aquellos en los que las rocas se emplean como material de construcción (escolleras, en terraplenes, rellenos, etc.).

La mecánica de rocas guarda una estrecha relación con otras disciplinas como la geología estructural, para el estudio de los procesos y estructuras tectónicas que afectan a las rocas, y la mecánica de suelos, para abordar el estudio de rocas alteradas y meteorizadas en superficie.

Las masas rocosas aparecen en la mayoría de los casos afectadas por discontinuidades o superficies de debilidad que separan bloques de matriz rocosa o "roca intacta" constituyendo en conjunto los macizos rocosos. Ambos

ámbitos son objeto de estudio de la mecánica de rocas, pero son principalmente los planos de discontinuidad los que determinan el carácter diferencial de esta disciplina con respecto al estudio de los suelos, y los que hacen que la mecánica del medio rocoso presente un carácter discontinuo y anisótropo.

La caracterización de las rocas y de los macizos rocosos y el estudio del comportamiento mecánico y deformacional son complejos debido a la gran variabilidad de características y propiedades que presentan y al elevado número de factores que los condicionan.

La finalidad de la mecánica de rocas es conocer y predecir el comportamiento de los materiales rocosos ante la actuación de las fuerzas internas y externas que se ejercen sobre ellos. Cuando se excava un macizo rocoso o se construyen estructuras sobre las rocas se modifican las condiciones iniciales del medio rocoso, el cual responde a estos cambios deformándose y/o rompiéndose. A nivel microscópico, las partículas minerales sufren desplazamientos y se pueden generar planos de fractura como respuesta al nuevo estado de tensiones. A nivel de macizo rocoso las deformaciones y roturas se suelen producir a favor de los planos de discontinuidad.

El conocimiento de las tensiones y las deformaciones que pueden llegar a soportar el material rocoso ante unas determinadas condiciones permite evaluar su comportamiento mecánico y abordar el diseño de estructuras y obras de ingeniería. La relación entre ambos parámetros describe el comportamiento de los diferentes tipos de rocas y macizos rocosos, que depende de las propiedades de los materiales y de las condiciones a que están sometidos en la naturaleza.

Las propiedades físicas controlan las características resistentes y deformacionales de la matriz rocosa (composición mineralógica, densidad, estructura y fábrica, porosidad, permeabilidad, alterabilidad, dureza, etc.), y son el resultado de la génesis, condiciones y procesos geológicos y tectónicos sufridos por las rocas a lo largo de su historia. En el comportamiento mecánico de los macizos rocosos incluyen además las características geológicas: litologías y estratigrafía, estructura geológica, discontinuidades tectónicas o diagenéticas, estados de esfuerzos in situ, etc. A ambas escalas la respuesta mecánica es también función de otros factores como las condiciones hidrogeológicas y las condiciones ambientales, el clima y los fenómenos meteorológicos, que actúan sobre el medio geológico y dan lugar a los procesos de alteración y meteorización,

modificando las propiedades iniciales de las rocas y macizos rocosos.

El estado y comportamiento mecánico de los macizos rocosos son resultado de la combinación de todos ellos, con diferente grado de importancia para cada situación. Así, en medios superficiales las discontinuidades y los procesos de meteorización juegan un papel muy importante en el comportamiento mecánico de los macizos, mientras que en profundidad será el estado tensional preexistente el mayor condicionante de la respuesta mecánica.

El estudio de la estructura geológica y las discontinuidades es un aspecto fundamental en mecánica de rocas: los planos de debilidad preexistentes controlan los procesos de deformación y ruptura de los macizos a cotas superficiales, donde se realizan la gran mayoría de las obras de ingeniería. La mayor o menor influencia de los bloques de matriz rocosa en el comportamiento global del piso dependerá de las propiedades relativas de ambos componentes, el número, naturaleza y características de las discontinuidades y de la escala de trabajo o ámbito considerado. Por ejemplo, en macizos rocosos formados por bloques de rocas duras, con propiedades resistentes elevadas, serán las discontinuidades las que controlan los procesos de ruptura y deformación, mientras que en macizos diaclasados con matriz rocosa

blanda las diferencias en el comportamiento de ambos no serán tan relevantes. Para evaluar estos aspectos con vistas al diseño de una obra o estructura, habrá que considerar las dimensiones de la misma con respecto a la estructura del macizo rocoso y a la separación entre discontinuidades.

Las obras de ingeniería modifican el estado tensional a que están sometidos los macizos rocosos en un tiempo muy corto en relación a los procesos geológicos, y pueden tener lugar interacciones mutuas entre la liberación o redistribución de los esfuerzos naturales y las estructuras. Por ello, es importante conocer el estado de tensiones previo y evaluar su influencia sobre las obras.

El agua presente en los macizos rocosos reduce su resistencia, genera presiones en el interior de los mismos y altera sus propiedades, dificultando las excavaciones superficiales y subterráneas. Para evaluar la influencia del agua deben estudiarse las características de la permeabilidad y el grupo en los macizos rocosos. Las propiedades del medio rocoso deben evaluarse teniendo en cuenta las condiciones del agua subterránea.

Las diferencias entre el tiempo geológico y el tiempo a escala humana son un aspecto importante a considerar con respecto a las consecuencias que las obras de ingeniería tienen sobre el comportamiento del terreno. Las obras aceleran

determinados procesos que de una forma natural tardarían cientos o miles de años en producirse. La meteorización de superficies rocosas excavadas, la liberación de tensiones naturales y apertura de discontinuidades, la modificación de productos de agua, etc. Todo ello da lugar a la disminución de la resistencia de los macizos rocosos en períodos de tiempo muy cortos (meses o unos pocos años).

Para evaluar estas influencias debe estudiarse en la evolución de determinadas propiedades de los materiales rocosos con el tiempo y de las condiciones geológicas, ambientales y mecánicas que están sometidos.

La meteorización, causante de la desintegración de la descomposición del material rocoso, es el más importante de los procesos tiempo-dependientes, afectando principalmente a las rocas arcillosas. También pueden darse procesos de hinchamiento o expansión en algunos tipos de rocas por liberación de tensiones o por reacciones químicas, como el paso de anhidrita a yeso por hidratación.

Determinados materiales rocosos blandos o intensamente fracturados pueden presentar un comportamiento geológico, sufriendo procesos de fluencia o “creep”, en los que la pérdida de resistencia, una vez alcanzado un determinado nivel de deformaciones bajo una carga aplicada, es sólo cuestión de tiempo.

Estos factores citados son los campos de estudio de la mecánica de rocas aplicada a la ingeniería geológica.

Para predecir la respuesta de los macizos rocosos ante una determinada actuación que suponga un cambio de las condiciones iniciales, deben estudiarse sus propiedades globales y su comportamiento mediante los métodos de investigación y estudio habituales en ingeniería geológica y geotecnia.

El conocimiento geológico y las observaciones de campo son aspectos fundamentales para la evaluación de las condiciones mecánicas de las rocas. Los resultados de los ensayos in situ y de laboratorio son, junto con los análisis, la aplicación de los criterios de resistencia empíricos y las modelizaciones, las herramientas de que dispone la mecánica de rocas para determinar las propiedades y mecánicas necesarias para el estudio y la predicción del comportamiento de las rocas y macizos rocosos. En todos los casos, y ante la complejidad de los elementos que componen el medio geológico, la experiencia es un factor de gran importancia para la correcta interpretación y valoración de los diferentes aspectos.

Los ensayos de laboratorio permiten cuantificar las propiedades físicas y mecánicas de la matriz rocosa que define su comportamiento mecánico:

- La naturaleza de la roca.

- La resistencia ante la ruptura.
- La deformación a corto y largo plazo.
- La influencia del agua en el comportamiento.
- El comportamiento ante la meteorización.
- El comportamiento en función del tiempo.

Existen ensayos de laboratorio, como los de corte por rozamiento sobre discontinuidades, que permiten extrapolar al comportamiento del conjunto matriz-discontinuidades.

Los ensayos in situ miden las propiedades de los macizos rocosos en su estado y condiciones naturales y a escalas representativas, además de permitir simular sobre el terreno situaciones a las que se puede ver sometido el macizo rocoso al construir una obra o estructura.

2.2.2. CLASIFICACION GEOMECANICA

A partir de las ideas de Terzaghi, se ha intentado sistematizar, cualificar, y cuantificar las características Geomecánicas de los macizos rocosos donde se realizan excavaciones. La mejor clasificación sería conocer las propiedades mecánicas del macizo, como combinación de las propiedades de las rocas y de las discontinuidades. Por ser esto prácticamente imposible, se han hecho clasificaciones en las que se diferencian los macizos rocosos en diversas categorías de calidad.

En décadas anteriores construir en roca era, conceptualmente, construir sobre seguro y la mayoría de los sondeos se limitaban por esto a atravesar el material de cubierta y tocar la roca, sin investigar las características de la misma en profundidad. Conjuntamente con esta idea, surgen las apreciaciones cualitativas sobre la aptitud del macizo rocoso principalmente como medio lindante de una excavación subterránea.

Estas clasificaciones que se han ido perfeccionando con el tiempo, tienden fundamentalmente a:

- A.** Ubicar el macizo rocoso en un tipo estructural determinado y establecer zonas Geomecánicas.
- B.** Establecer una cuantificación Geomecánica que permita dilucidar, ya en la etapa de anteproyecto las dificultades que se encontrarán y lo que es aún más importante prever la metodología de tratamiento (sostenimiento, método de excavación etc.) más adecuada en base a la clasificación establecida.

Las etapas más importantes en el desarrollo de sistemas de clasificación de macizos rocosos, que tuvieron su origen en los túneles, por ser en estas obras donde parecía más necesario conocer el comportamiento mecánico del macizo son las siguientes:

- Clasificación de Terzaghi.
- Clasificación de Rabcewicz.
- Clasificación de Protodyakonov.
- Clasificación de Stini y Lauffer.
- Clasificación de Deere.
- Clasificación (RSR) de Wickman, Tiedemann y Skinner.
- Clasificación de Louis.
- Clasificación de la AFTES.
- Clasificación Bieniawski (CSIR).
- Clasificación de Barton (NGI).
- Clasificación de Hoek y Brown.
- Clasificación de Laubscher.
- Clasificación Dudek y Galcznski.
- Clasificación del N.A.T.M.
- Clasificación GSI.

Diseño de las labores mineras y del sistema de explotación.

Luego de la valuación de las rocas de la mina con todos los sistemas de clasificación Geomecánica mencionados anteriormente; se determina el sistema de explotación y el diseño de sostenimiento que actualmente rigen en la operación.

- La Clasificación Geomecánica que formuló el tipo de sostenimiento fue el N.A.T.M.
- Para el control y seguimiento diario se trabaja con las clasificaciones NGI, CSIR y GSI; cuyos resultados son indicados en los reportes diarios de operaciones. Sistema de Explotación Basado en el NATM.

El objetivo principal, es el empleo de la roca circundante de la labor subterránea como un miembro activo del sistema de sostenimiento (auto-soporte con la propia roca).

Principios de N.A.T.M.

- Consideramos que la parte más importante de la estructura de la labor minera es el macizo rocoso circundante.
- Tratar de mantener la resistencia original de la roca tanto como sea posible; porque, ésta es el elemento de resistencia inicial.
- Se previene la desintegración o alteración de la roca, tanto como sea posible, porque esto, nos conduce a una considerable pérdida de resistencia del macizo.
- Se evita en lo posible la presión por esfuerzos uniaxiales o biaxiales, mediante el

confinamiento del arco circundante a la excavación.

- Se controla la relajación o deformaciones prematuras del macizo; para prevenir el realce o inestabilidad de la roca.
- El revestimiento con shotcrete es dentro del tiempo establecido, cuya resistencia presenta una dosificación de acuerdo al diseño elaborado en la mina en base a muchos ensayos.
- El shotcrete aplicado es capaz de adaptarse a la deformación del macizo, es decir, presenta flexibilidad.
- El sistema de sostenimiento considerado permite ajustes en cuanto a espesores de shotcrete y distribución de pernos de anclaje. En algunos casos cuando la roca necesita se considera la adición de malla electro- soldada.
- Se considera el efecto de las etapas de construcción de la labor y el efecto del tiempo en el comportamiento de la excavación, conocido como tiempo de auto-soporte. El planeamiento de construcción es una buena

herramienta para controlar el comportamiento de la roca.

- Para prevenir concentración de esfuerzos que empujan la roca, deben evitarse los ángulos y ejecutarse las secciones de contornos redondeados.
- La excavación y la primera etapa del soporte, conocida como soporte temporal, es considerada como parte importante del control de excavación de la labor, porque ella evita la relajación inicial y tiene una influencia significativa sobre la acción del soporte final. En realidad, el soporte temporal es el principal elemento de control de las deformaciones y permite alcanzar equilibrios definitivos.
- La estabilidad total se logra mediante el soporte definitivo es con los anclajes. El soporte definitivo sirve para confinar el macizo rocoso formando el arco de auto-soporte. Estas técnicas de soporte son las últimas del mercado mundial que aseguran la estabilidad definitiva.

- En caso de presencia de flujos de agua subterránea, se considera drenajes mediante la perforación de taladros y pernos huecos.

2.2.3. CLASIFICACION DE BARTON (NGI).

Basado en una gran cantidad de datos asociados a proyectos de túneles, (Barton et al, 1974) del Norwegian Geotechnical Institute (NGI) desarrolló el sistema de clasificación geomecánica Q para estimar la necesidad de soporte y fortificación de túneles. El valor de Q está definido por seis parámetros combinados en la ecuación 1

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \quad (1)$$

Dónde:

- RQD = Índice propuesto por Deere, explicado anteriormente.
- J_n = Número de familias de discontinuidades.
- J_r = Factor de rugosidad de las discontinuidades.
- J_a = Factor de alteración de las discontinuidades.
- J_w = Factor de reducción por contenido de agua en las discontinuidades.
- SRF = Factor de reducción por esfuerzos o tensiones.

La aplicación tradicional del valor de Q en función de sus 6 parámetros es para la selección de una combinación competente de shotcrete y pernos para el soporte y fortificación

de macizos rocosos, es decir para la estimación del revestimiento permanente para túneles o cavernas en roca.

El parámetro RQD fue desarrollado por Deere (Deere et al, 1963) para proveer una estimación cuantitativa de la calidad de las rocas en función de testigos. Está definido como “El porcentaje de trozos intactos más largos que 100 mm sobre el largo total del testigo”

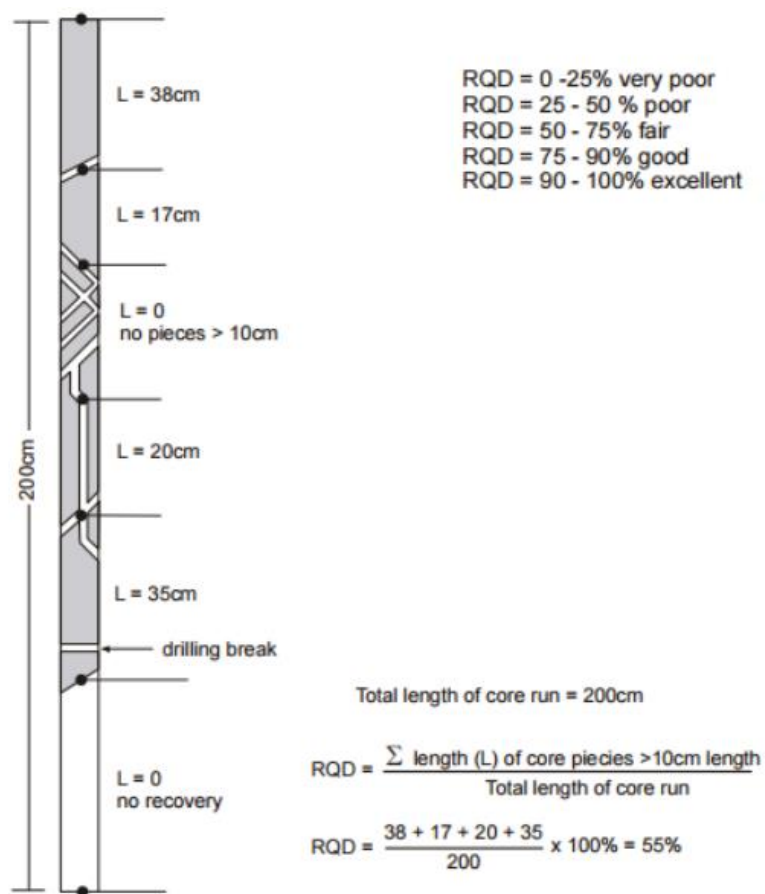


Figura 1: Procedimiento de medición y cálculo de RQD Fuente: Arild Palmstrom, Ph.D. Measurements of and Correlations between Block Size and Rock Quality Designation (RQD). Publicado en Tunnels and Underground Space Technology 20 (2005) 362-377.

A. Tamaño relativo de bloque, RQD/Jn

El cociente RQD/Jn, representando la estructura del macizo rocoso, tiene dos valores extremos, 100/0.5 y 10/20, entendiendo el valor mínimo de RQD=10%, por lo tanto, el rango limitado de RQD se extiende gracias a la división por el factor Jn. Este cociente representa la estructura a gran escala del macizo rocoso dando una cruda medición respecto al tamaño de bloque dentro de sus dos valores extremos 200 y 0.5. Si analizamos los valores extremos del cociente y los interpretáramos como centímetros, las partículas “extremas” de 200 y 0.5 son vistas como una aproximación cruda pero bastante realista, aunque probablemente los tamaños más grandes serán varias veces el tamaño extremo del parámetro y los fragmentos más pequeños, menores a la mitad del valor del cociente, donde las partículas de arcilla están obviamente excluidas.

B. La resistencia al corte interbloque, Jr/Ja

El segundo cociente representa la rugosidad y características friccionales de las paredes de juntas, con o sin material de relleno. El cociente Jr/Ja es una caracterización útil para la condición de las discontinuidades, para numerosas descripciones, bien definidas, y condiciones fácilmente reconocibles.

“Este cociente está ponderado a favor de la aspereza de juntas inalteradas en contacto directo, donde se espera que las superficies en contacto estén cerca de peaks de esfuerzo, que se dilatan fuertemente cuando existe cizalla y que serán especialmente favorables para la estabilidad del túnel” (Hoek, 2004). Cuando las juntas tienen rellenos de arcillas finas, el esfuerzo se reduce significativamente.

C. El esfuerzo activo, J_w/SRF .

El cociente J_w/SRF es una relación empírica de dos grupos de parámetros de esfuerzo, pérdida de carga en casos de excavaciones a través de zonas de debilidad o rocas arcillosas, esfuerzos en rocas competentes, cargas de squeezing en rocas plásticas incompetentes. El parámetro J_w es una medida de la presión de agua, que tiene un efecto adverso sobre el esfuerzo de corte en la junta debido a una reducción en la tensión normal efectiva. El agua, además, causa ablandamiento y posibles flujos que lixivien material arcilloso presente en las juntas.

“Está comprobado que es imposible combinar estos dos parámetros en términos de tensiones efectivas interbloque, porque paradójicamente, un valor alto de tensión normal efectiva a veces puede significar

condiciones menos estables que un valor bajo, a pesar de la resistencia al corte más alto” (Hoek, 2004).

Tabla 1. Descripción y valores para el parámetro **Jw**.

Caracterización	Pw [Kg/cm ²]	Jw
Excavaciones secas o poca infiltración, i.e. <5 l/min localmente	< 1	1
Infiltración o presión mediana con lavado ocasional de los rellenos	1 – 2.5	0.66
Gran infiltración o presión alta en roca competente con diaclasas sin relleno	2.5 – 10	0.5
Gran infiltración o presión alta, lavado importante de los rellenos	2.5 – 10	0.3
Infiltración o presión excepcionalmente alta con agua en chorro, disminuyendo con el tiempo	> 10	0.2 – 0.1
Infiltración o presión excepcionalmente alta con agua constante sin disminución en el tiempo	> 10	0.1 – 0.05

Es claro que para flujos leves de agua ($Jw \geq 0.5$) existe influencia en las condiciones para un túnel, pero generalmente no significan grandes variaciones en las cantidades de soporte y fortificación. Para flujos donde se tienen $Jw < 0.5$, el agua puede limitar el uso de shotcrete y requerir soluciones especiales de soporte (Palmstrom & Broch, 2006).

El factor de reducción de esfuerzos (Stress Reduction Factor, SRF), es básicamente una medida de:

- Pérdida de carga en casos de intersección entre zonas de debilidad/fallas, con la excavación.
- Esfuerzos de roca en macizos rocosos competentes, o problemas de sobreesfuerzo de roca en macizos rocosos frágiles.

- Carga de Squeezing en macizos rocosos plásticos poco competentes.
- Cargas por Swelling de reacciones químicas causadas por agua.

D. Dimensión equivalente, D_e

En relación al valor de Q y sus requerimientos de estabilidad y soporte de excavaciones subterráneas, Barton (Barton et al, 1974) definió un parámetro adicional llamado dimensión equivalente, D_e , de la excavación, obtenido según la relación 4.

$$D_e = \frac{\text{Luz, diametro o altura de la excavacion (m)}}{\text{Relacion de soporte de excavacion, ESR}}$$

El valor de ESR está relacionado con el uso posterior de la excavación y el nivel de seguridad asociado, que influencia el sistema de soporte a instalar para mantener la estabilidad de la excavación. Barton (Barton et al, 1974) definió los siguientes valores.

Tabla 2. Categorías para la relación de soporte de excavación, **ESR**

Tipo de excavación	ESR
Excavaciones mineras provisionales	3 - 5
Excavaciones mineras permanentes, túneles de conducción de agua para obras hidroeléctricas (con excepción de las cámaras de alta presión para compuertas), túneles piloto (exploración), excavaciones parciales para cámaras subterráneas grandes.	1.6
Cámaras de almacenamiento, plantas subterráneas para el tratamiento de aguas, túneles carreteros y ferrocarriles pequeños, cámaras de alta presión, túneles auxiliares	1.3
Casas de máquinas, túneles carreteros y ferrocarriles mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túnel	1
Estaciones nucleares eléctricas subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones para deporte y reuniones, fábricas	0.8

Finalmente, los valores de Q son combinados con las dimensiones del túnel en un gráfico. Dicho gráfico está basado en más de 1000 casos de soporte para rocas en túneles o cavernas. Además, se define el valor de la clasificación Q, usando una serie de tablas mostradas en la sección anexos, donde se definen los números asociados a los diferentes parámetros que constituyen el valor de Q, basados en observaciones geológicas de macizo, en túneles o por muestreo de testigos. Se muestra en la Figura 2 el gráfico generado para la clasificación geomecánica Q.

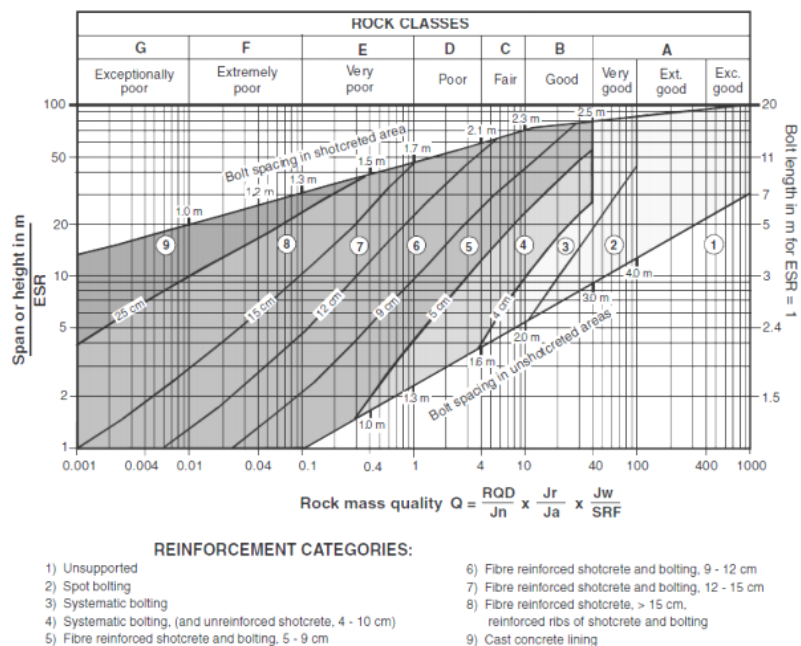


Figura 2: Gráfico de soporte para Q Fuente: Grimstad & Barton. Actualización del Sistema Q.

En este se determina la dimensión equivalente, D_e , versus el valor de Q, quedando definidas las categorías

de soporte en el gráfico publicado originalmente por Barton en 1974, (Barton et al, 1974). Dicho gráfico fue posteriormente actualizado para entregar directamente el soporte para las condiciones definidas por la clasificación. Finalmente, Grimstad y Barton (1993) hicieron una de las últimas actualizaciones reflejando el incremento en el uso de fibras de acero para refuerzo de shotcrete en excavaciones subterráneas. La Figura 2 fue extraída desde esta última actualización.

2.2.4. CLASIFICACION DE BIENIAWSKY (CSIR).

El sistema de clasificación Rock Mass Rating (RMR) fue inicialmente desarrollado en el South African Council of Scientific and Industrial Research (CSIR) por Bieniawski en 1973 en base a la experiencia en túneles poco profundos en rocas sedimentarias. El sistema de clasificación ha sufrido varios cambios desde su desarrollo en 1973, bajando la cantidad de parámetros de 8 a 6, ajustando o bajando los requerimientos de soporte, modificando alcances, etc. La clasificación geomecánica descrita en este apartado corresponde a la actualización realizada por Bieniawski en 1984.

Para el uso de la clasificación RMR, el área de estudio debe ser dividida en unidades estructurales particulares sobre las cuales se determina la calidad del macizo rocoso. Los

siguientes seis parámetros son usados para clasificar un macizo rocoso usando el sistema RMR, donde el último parámetro corresponde a un ajuste de la clasificación por su uso en túneles.

- Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta.
- Rock Quality Designation, RQD.
- Espaciamiento de las juntas o discontinuidades.
- Condición de la discontinuidad.
- Condición de agua en el suelo.
- Orientación de las discontinuidades.

A. Resistencia de la roca intacta.

La resistencia del material intacto de la roca se obtiene de testigos del macizo rocoso de acuerdo a sus condiciones de sitio. El índice está basado en la resistencia a la compresión uniaxial y/o por la resistencia de carga puntual. Aunque para resistencias pequeñas se recomienda el uso de sólo la resistencia a la compresión uniaxial.

B. RQD del testigo (rock quality designation).

El parámetro RQD debe ser determinado como fue discutido en el punto 2.1.3.

C. Espaciamiento entre discontinuidades.

El término discontinuidad cubre las juntas, foliaciones, zonas de cizalla, fallas menores, u otras

superficies de debilidad. La distancia lineal entre dos discontinuidades adyacentes debe ser medida para todas las familias de discontinuidades y el índice del parámetro debe ser calculado para la discontinuidad crítica.

D. Condiciones de discontinuidades.

Este parámetro incluye la rugosidad de las superficies de la discontinuidad, su separación, largo, continuidad, meteorización de los bordes de roca o planos de debilidad y el material de relleno de las discontinuidades.

E. Condiciones hidrogeológicas.

En el caso de túneles, se debe determinar el índice para la condición de agua en suelo en base a la medición de litros por minuto para un largo de 10 metros de túnel excavado, o una condición general descrita como completamente seco, húmedo, mojado, goteando o con flujos de agua.

Si se maneja el dato de presión de agua, este debe ser expresado en términos de la fracción entre la presión de agua infiltrada y la mayor tensión principal.

F. Orientación de las discontinuidades.

Este parámetro ajusta el valor de la suma de los cinco parámetros anteriores, según el uso de la clasificación en túneles, fundaciones o taludes. En este trabajo se utiliza el ajuste para al RMR usado en túneles.

La orientación hace referencia al rumbo y manto de las discontinuidades. El rumbo debe ser medido respecto al norte magnético. El ángulo de manto es aquel entre la horizontal y el plano de discontinuidad tomado en la dirección en la que el plano cae o se inclina.

La influencia del rumbo y manto de las discontinuidades se considera en función de la dirección de construcción del túnel.

Para facilitar la elección de si el rumbo y manto son o no favorables para el proceso constructivo, se considera una valoración cualitativa para el efecto de la orientación de las juntas en túneles, como también se define una valoración cuantitativa para el parámetro asociado a la orientación de juntas.

Respecto a la valoración cualitativa, se consideran dos categorías principales, clasificadas según la orientación del rumbo de las discontinuidades, según

sean estas paralelas o perpendiculares el eje del túnel. Además, existe diferenciación respecto a si se construye a favor o en contra del manto de las discontinuidades.

Una vez que el efecto de las discontinuidades es conocido, la suma aritmética de los seis índices descritos en este apartado, representan el valor final del Rock Mass Rating, RMR.

G. Estimación y aplicaciones del RMR.

El Rock Mass Rating quedará definido como la suma algebraica de los cinco valores obtenidos a partir de los parámetros dados. Sobre la base de los valores de RMR para una estructura dada, el macizo rocoso es clasificado dentro de una de las cinco categorías nombradas como Muy Buena, Buena, Media, Pobre y Muy pobre tal como se describe en la Tabla 3.

describe en la Tabla 3.

Tabla 3. Clasificación del macizo rocoso a partir del Rock Mass Rating, RMR.

Propiedades del parámetro del macizo	Rock Mass Rating				
	100-81	80-61	60-41	40-21	20-0
Clasificación de la roca	Muy Buena	Buena	Media	Pobre	Muy pobre
Tiempo promedio de autoporte	10 años para 15 m de luz	6 meses para 8 m de luz	1 semana para 5 m de luz	10 horas para 2.5 m de luz	30 min para 1 m de luz
Cohesión del macizo rocoso	> 0.4 (MPa)	0.3-0.4 (MPa)	0.2-0.3 (MPa)	0.1-0.2 (MPa)	< 0.1 (MPa)
Angulo de fricción interna del macizo rocoso	< 45°	35°-45°	25°-35°	15°-25°	15°

Asumiendo que el macizo rocoso se comporta como un material que cumple con la ley constitutiva de Coulomb, su esfuerzo de corte dependerá de su valor de cohesión y ángulo de fricción interna, mostrados en la Tabla 3. En base a la experiencia de la aplicación de esta clasificación geomecánica, estos valores son aplicables solo para laderas o pendientes con macizos rocosos saturados y meteorizados.

El valor de cohesión es un orden de magnitud mayor en el caso de túneles gracias a que las discontinuidades son relativamente más estrechas y menos espaciadas entre ellas.

A partir del valor de RMR es posible obtener una serie de parámetros útiles como son la luz de túnel no soportada, el tiempo de soporte autónomo de túneles, la presión del soporte para aberturas subterráneas, entre otros.

H. Tiempo de auto-soporte de túneles.

En la Tabla 3 se puede observar la estimación del tiempo de auto-soporte de túneles según su clasificación RMR, tiempo que depende de la luz efectiva del túnel, que está definida como la distancia más pequeña entre el ancho de la abertura

subterránea y la distancia entre el frente del túnel y el último soporte instalado. Para túneles con techo en forma de arco el tiempo de auto-soporte será significativamente más grande que para aquellos túneles con techos planos. Para túneles con techos en forma de arco, el tiempo de soporte autónomo está relacionado con la categoría de clasificación RMR, mostrada en la Tabla 3. Es importante destacar que no se debe retrasar innecesariamente el soporte del techo, en los casos de macizos rocosos con alto tiempo de auto-soporte, ya que esto puede conducir a un deterioro del macizo rocoso.

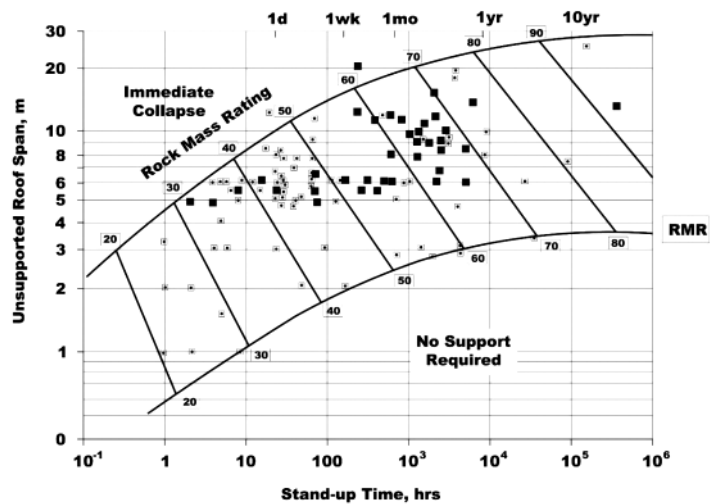


Figura 3: Tiempo de auto-soporte versus luz de túnel para varias clases de macizos rocosos y sus clasificaciones según RMR. (Bieniawski, 1989).

I. Requerimiento de soporte según RMR.

Bieniawski (1989) proporcionó una guía para la determinación de los requerimientos de soporte para un túnel, con luz libre de 10 m, excavado según el método convencional o Drill and Blast. De igual manera, la guía es aplicable en función de factores como la profundidad desde la superficie (para tener presente problemas de sobrecarga o tensiones in situ), tamaño del túnel y método de excavación. Las cantidades de soporte y soporte presentes en la Tabla 4 corresponden al soporte permanente y no al temporal o soporte primario.

Tabla 4. Guía para la excavación y soporte de túneles de acuerdo al Rock Mass Rating, RMR (Bieniawski, 1989).

Clase de macizo rocoso	Excavación	Sostenimiento		
		Pernos (Ø 20 mm, adhesión total)	Shotcrete	Marcos de acero
Roca muy buena I RMR: 81 - 100	Avances de 3 (m) a sección completa	Generalmente no se necesita sostenimiento, excepto algunos pernos para refuerzo local		
Roca buena II RMR: 61 - 80	Avances de 1 a 1.5 (m) a sección completa. Sostenimiento total a 20 (m) del frente	Pernos locales en el techo, 3 (m) de largo y espaciado de 2.5 (m) con malla ocasional	50 (mm) en el techo donde fuera necesario	No
Roca regular III RMR: 41 - 60	Media sección y banqueo, progresiones de 1.5 a 3.0 (m) en la media sección. Sostenimiento primario después de cada voladura. Sostenimiento completo a 10 (m) del frente	Empernado sistemático de 4 (m) de largo, espaciados de 1.5 a 2.0 (m) en el techo y paredes con malla en el techo	50 - 100 (mm) en el techo. 30 (mm) en las paredes	No
Roca mala IV RMR: 21 - 40	Media sección y banqueo, progresiones de 1.0 a 1.5 (m) en la media sección. Hay que instalar los refuerzos conforme el avance, a 10 (m) del frente	Empernado sistemático de 4 a 5 (m) de largo, espaciados de 1.0 a 1.5 (m) en el techo y paredes con malla	100 a 150 (mm) en el techo. 100 (mm) en las paredes	Marcos ligeros a medianos separados 1.5 (m), donde haga falta
Roca muy mala V RMR: < 20	Etapas múltiples. A veces de 0.5 a 1.5 (m) en la media sección. Instalación del sostenimiento a medida que se excava. Hormigón lanzado con la mayor brevedad después de las voladuras.	Empernado sistemático de 5 a 6 (m) de largo, espaciado de 1 a 1.5 (m) en el techo y paredes con malla. Instalación de pernos en el piso o contra bóveda.	150 - 200 (mm) en el techo. 150 (mm) en las paredes y 50 (mm) en el frente	Marcos medianos a pesados espaciados a 0.75 (m) con tablestacado donde se necesite

2.2.5. GEOLOGICAL STRENGTH INDEX (GSI)

El Geological Strength Index (GSI) es un sistema de caracterización de macizos rocosos que se ha desarrollado en la ingeniería de rocas para satisfacer la necesidad de definir datos fiables acerca de las características de los macizos rocosos, como aporte para los análisis numéricos complementarios para los diseños de túneles, taludes o fundaciones. La caracterización ocupa como base dos parámetros principales, el estado de fracturamiento y la calidad de las discontinuidades. Este criterio de obtención de información fue tomado gracias a la comparación hecha a sistemas de clasificación como RMR y Q. El GSI indica entonces la reducción de la resistencia de un macizo rocoso, con respecto a la roca intacta, para diferentes condiciones geológicas.

El índice y su uso para el criterio de falla de Hoek-Brown fue desarrollado por Hoek (1994) y presentado en Hoek et al. (1995) y Hoek and Brown (1997), pero hasta ese entonces seguía siendo una herramienta rígida, dirigida a macizos rocosos duros y equivalente al RMR. Desde 1998, Evert Hoek y Paul Marinos, extendieron el desarrollo del índice, desarrollando el sistema GSI a su forma actual, incluyendo macizos rocosos poco competentes, ver Figura 4.

Este índice está basado en una evaluación de la litología, estructura y el estado de las superficies de discontinuidad en el macizo rocoso, y su valor se estima en función de un examen visual al macizo rocoso expuesto en afloramientos, en excavaciones superficiales o en las caras del túnel. El GSI, mediante la combinación de los dos parámetros fundamentales de los procesos geológicos, la formación de bloques en el macizo y las condiciones de las discontinuidades, respeta las principales limitaciones que gobiernan una formación geológica. Es por lo tanto un índice geológicamente sólido que es fácil de aplicar en terreno.

Notar que se han hecho intentos por cuantificar el sistema GSI bajo la percepción de que “los ingenieros se sienten más cómodos con números”. Existen autores (Cai et al., 2004) interesados en generar estas cuantificaciones, pero deben ser aplicadas con precaución a fin de no perder la lógica geológica del sistema GSI.

La cuantificación propuesta utiliza procesos relacionados con la frecuencia y orientación de las discontinuidades y se limitan a macizos rocosos en los que estos números pueden ser fácilmente medidos. Estas cuantificaciones no funcionan bien en tectónicas alteradas o macizos rocosos donde la fábrica ha sido destruida.

En tales rocas, los autores recomiendan el uso del enfoque cualitativo original basado en la observación. Por lo tanto, el sistema de cuantificación propuesto sólo es válido en el rango de $35 < \text{GSI} < 75$, aproximadamente, cuando el comportamiento del macizo rocoso depende del deslizamiento y rotación de los bloques intactos, y donde la separación y el estado de las discontinuidades que definen los bloques controlan el comportamiento y no la resistencia de los bloques intactos. Cuando los bloques de roca intacta pueden fallar por si solos, las cuantificaciones dejan de ser válidas.

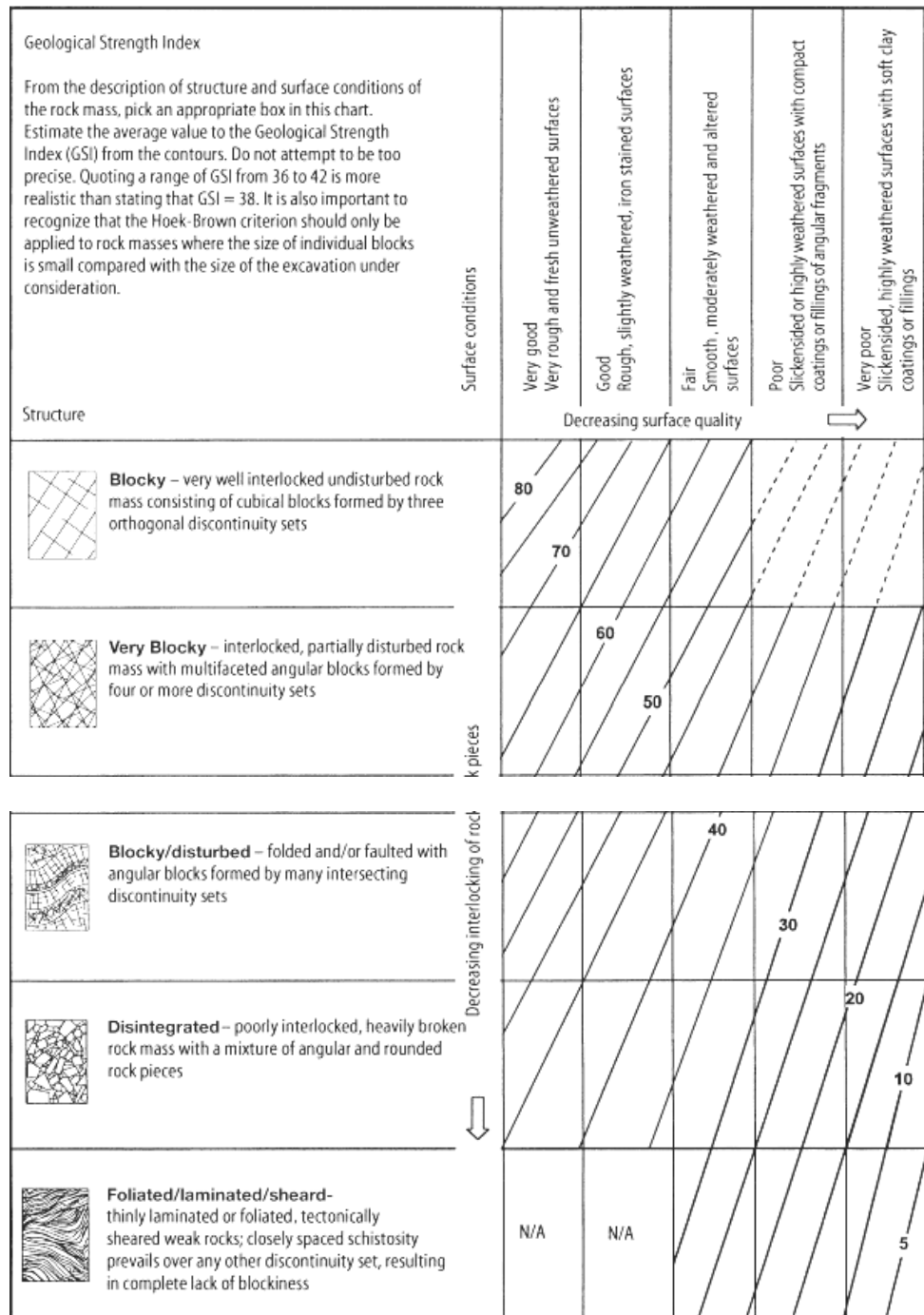


Figura 4: Cuadro de estimación del GSI a partir de observación geológica (Hoek, Marinos, & Benissi, 1998).

2.2.6. METODOS ANALITICOS Y NUMERICOS.

En el contexto del análisis de excavaciones, macizos rocosos, soportes y sus interacciones, con el desarrollo de la computación y su capacidad superior para el análisis de datos, ha sido posible resolver problemas de tensión-deformación, donde la roca interactúa con la estructura propuesta (excavación) y se inducen nuevos estados de equilibrio, que compatibilizan las cargas debidas a peso propio del macizo y materiales, fuerzas externas, tensiones in-situ, fuerzas dinámicas, cambios de temperatura, etc.

Bajo estas posibilidades, los métodos numéricos, en particular los métodos de elementos finitos (MEF), son los más usados y populares dentro de la ingeniería. En este caso, se usa el software Phases 4.0, donde se representan los macizos y los soportes encontrados con las clasificaciones geomecánicas, logrando obtener desplazamientos de la excavación y su entorno, respuesta del soporte ante las solicitaciones, zonas de plastificación, etc.

2.2.7. METODOS DE SOSTENIMIENTO.

Desde una posición actual el sostenimiento de una excavación subterránea puede definirse como “el conjunto de elementos resistentes que permiten al terreno excavado trabajar triaxialmente para conseguir la estabilización de la excavación”.

Esta definición implica tres hechos, conocidos desde hace muchas décadas, que deben ser rescatados por su importancia:

- La responsabilidad de la estabilización de una excavación subterránea recae sobre el terreno excavado y, concepto que se engloba en los principios del nuevo método austriaco, presentados en la década de los 60.
- Para conseguir el objetivo de estabilizar una excavación subterránea, el terreno excavado debe trabajar en un Estado tensional triaxial. Para ello resulta imprescindible el concurso de sostenimiento, que aporta una tensión perpendicular al perímetro excavado, que, confina el terreno y permite que trabaje triaxialmente.
- Si el sostenimiento consigue estabilizar una excavación; el revestimiento, que siempre se coloca por razones de funcionalidad, no debe ejercer ningún papel estructural.

En minería subterránea existen muchos métodos de sostenimiento, con un solo objetivo, impedir la generación de esfuerzos en el macizo rocoso que provoquen fisuras, fallas o desprendimientos de roca.

En ésta sección se realiza una descripción de los métodos empleados en el proyecto en estudio, con la finalidad, de estar familiarizado con los conceptos en las secciones sucesivas.

2.2.7.1. Fierro helicoidal cementado o con resina.

Consiste en una varilla de fierro o acero, con un extremo biselado, que es confinado dentro del taladro por medio de cemento (en cartuchos o inyectados), resina (en cartuchos) o resina y cemento. La eficacia de estos pernos está en función de la adherencia entre el fierro y la roca proporcionada por el cementante, que a su vez cumple una función de protección contra la corrosión, aumentando la vida útil del perno. De acuerdo a esta función, en presencia de agua, particularmente en agua ácida, el agente cementante recomendado será la resina, en condiciones de ausencia de agua será el cemento.

Dentro de este tipo de pernos, los de mayor utilización en el país son: la varilla de fierro corrugado, generalmente de 20 mm de diámetro y la barra helicoidal de 22 mm de diámetro, con longitudes variables (de 5' a 12'). La barra helicoidal, tiene la forma de una rosca continua a lo largo de toda su longitud, esta característica le da múltiples ventajas comparada a la anterior. Entre otros, su mayor diámetro le confiere mayor resistencia y su rosca constante permite el reajuste de la placa contra la pared rocosa. La capacidad de anclaje de las varillas

de fierro corrugado es del orden de 12 TM, mientras que de las barras helicoidales superan las 18 TM.

2.2.7.2. Pernos de fricción (Split sets).

El split set, consiste de un tubo ranurado a lo largo de su longitud, uno de los extremos es ahusado y el otro lleva un anillo soldado para mantener la platina. Al ser introducido el perno a presión dentro de un taladro de menor diámetro, se genera una presión radial a lo largo de toda su longitud contra las paredes del taladro, cerrando parcialmente la ranura durante este proceso. La fricción en el contacto con la superficie del taladro y la superficie externa del tubo ranurado constituye el anclaje, el cual se opone al movimiento o separación de la roca circundante al perno, logrando así indirectamente una tensión de carga.

2.2.7.3. Malla metálica.

La malla metálica principalmente es utilizada para los siguientes tres fines: primero, para prevenir la caída de rocas ubicadas entre los pernos de roca, actuando en este caso como sostenimiento de la superficie de la roca; segundo, para retener los trozos de roca caída desde la superficie ubicada entre los pernos, actuando en este caso como un elemento de seguridad; y tercero, como refuerzo del concreto proyectado.

Existen dos tipos de mallas: la malla eslabonada y la malla electrosoldada.

La malla eslabonada o denominada también malla tejida, consiste de un tejido de alambres, generalmente de # 12/10, con cocadas de 2"x2" ó 4"x4", construida en material de acero negro que puede ser galvanizada para protegerla de la corrosión.

Por la forma del tejido es bastante flexible y resistente. Esta malla no se presta para servir de refuerzo al concreto lanzado, por la dificultad que hay en hacer pasar el concreto por las mallas, no recomendándose para este uso.

La malla electrosoldada consiste en una cuadrícula de alambres soldados en sus intersecciones, generalmente de # 10/08, con cocadas de 4"x4", construidas en material de acero negro que pueden ser galvanizada. Esta malla es recomendada para su uso como refuerzo del concreto lanzado.

2.2.7.4. Concreto lanzado.

Concreto lanzado (shotcrete) es el nombre genérico del concreto cuyos materiales componentes son: cemento, agregados, agua, aditivos y elementos de refuerzo, los cuales son aplicados neumáticamente y compactados dinámicamente a alta velocidad sobre una superficie.

La tecnología del concreto lanzado comprende los procesos de mezcla seca y de mezcla húmeda. En el proceso de mezcla seca, los componentes del concreto lanzado seco o ligeramente pre-humedecidos, son alimentados a una tolva con agitación continua. El aire comprimido es introducido a través de un tambor giratorio o caja de alimentación para transportar los materiales en un flujo continuo hacia la manguera de suministro. El agua es adicionada a la mezcla en la boquilla.

En el proceso de mezcla húmeda, los componentes del concreto lanzado y el agua son mezclados antes de la entrega a una unidad de bombeo de desplazamiento positivo, la cual luego suministra la mezcla hidráulicamente hacia la boquilla, donde es añadido el aire para proyectar el material sobre la superficie rocosa.

2.2.7.5. Cimbras metálicas.

Este típico sostenimiento pasivo o soporte es utilizado generalmente para el sostenimiento permanente de labores de avance, en condiciones de masa rocosa intensamente fracturada y/o muy débil, sometida a condiciones de altos esfuerzos. Para lograr un control efectivo de la estabilidad en tales condiciones de

terreno, las cimbras son utilizadas debido a su excelente resistencia mecánica y sus propiedades de deformación, lo cual contrarresta el cierre de la excavación y evita su ruptura prematura. La ventaja es que este sistema continúa proporcionando soporte después que hayan ocurrido deformaciones importantes.

Las cimbras son construidas con perfiles de acero, según los requerimientos de la forma de la sección de la excavación, es decir, en forma de baúl, herradura o incluso circulares, siendo recomendable que éstos sean de alma llena.

Hay dos tipos de cimbras, las denominadas "rígidas" y las "deslizantes o fluyentes". Las primeras usan comúnmente perfiles como la W, H, e I, conformadas por dos o tres segmentos que son unidos por platinas y pernos con tuerca. Las segundas usan perfiles como las V y O, conformadas usualmente por tres segmentos que se deslizan entre sí, sujetos y ajustados con uniones de tornillo.

2.2.7.6. Pernos de barra helicoidal.

Barras laminadas en caliente con resaltes en forma de rosca helicoidal de amplio paso. Permiten el control de

las inestabilidades subterráneas y superficiales, como elemento de refuerzo.

Son aplicadas en proyectos mineros y civiles, por sus ventajas de diseño y funcionalidad en el control de inestabilidades del macizo rocoso. Se producen en los diámetros nominales de 19 mm, 22 mm, 25 mm y 32 mm; y en longitudes de 9 y 12 metros.

2.3. DEFINICION DE TERMINOS

Deformación. - Modificación que sufre una roca o material por acción de uno o más esfuerzos.

Deformación elástica. - Cuando una roca se deforma por acción de un esfuerzo, y al cesar dicho esfuerzo la roca o material deformado recupera su forma original.

Deformación plástica. - cuando una roca o material se deforma por acción de un esfuerzo y al cesar dicho esfuerzo la roca o material alterado conserva su deformación.

Desplazamiento. - Es la distancia recorrida por un bloque rocoso a través de un plano de movimiento.

Detrítico. - Roca formada por fragmentos o detritus provenientes de la erosión de rocas pre-existentes.

Esfuerzo. - Fuerza aplicada sobre un área y/o superficie que tiende a cero.

Estratificación. - Disposición paralela o subparalela que toman las capas de las rocas sedimentarias, durante su sedimentación.

Estrato. - Es la roca formada por la sedimentación de fragmentos o partículas provenientes de la desintegración de las rocas pre-existentes.

Estructura. - Esta referido a la disposición, arreglo y cohesión de los materiales constituyentes de un determinado cuerpo rocoso.

Exfoliación. - Propiedad de las rocas de separarse en forma de láminas, cuando se refiere a minerales es sinónimo de clivaje.

Falla. - Desplazamiento de un bloque rocoso con respecto a otro colindante a ésta o de ambos bloques, a través de un plano denominado “plano de falla”.

Granulometría. - Tecnología que se encarga de dictar normas correspondientes para determinar las dimensiones y las formas de los fragmentos de los materiales detríticos.

Gravedad. - Es la fuerza de atracción que ejerce la tierra sobre los cuerpos que se ubican en la superficie terrestre.

Macizo. - Término usado en geotecnia para referirse a áreas rocosas cuyo núcleo está constituido de rocas ígneas, metamórficas y sedimentarias.

Muestra. - Pedazo de roca o mineral, de un tamaño y peso adecuado que pueda servir de elemento del cual se pueda obtener toda la información necesaria para realizar un estudio propuesto.

Plasticidad. - Propiedad de las rocas de deformarse al recibir un esfuerzo conservando la deformación al cesar el esfuerzo.

Porosidad. - Es la relación existente entre el volumen de los intersticios porosos y el volumen total de la roca o suelo. La porosidad se expresa siempre en porcentaje.

Proyección. - Representación gráfica sobre un plano horizontal de las diferentes estructuras geológicas, topográficas o cualquier tipo de estructura, que se ubica encima o debajo de este plano.

Rumbo. - Dirección que sigue la línea de intersección formada entre el plano horizontal y el plano del estrato o estructura geológica, con respecto al norte o al sur.

Saturación. - Cantidad de agua necesaria para que una roca porosa y permeable tenga todo su volumen de vacíos llenos de agua.

Suelo. - Cobertura superficial de la corteza terrestre producto de la alteración de los minerales de las rocas pre-existentes. La formación del suelo implica la meteorización química de los minerales primarios dando lugar a nuevos minerales.

Talud. - Superficie inclinada del terreno que se extiende de la base a la cumbre del mismo.

Textura. - Tamaño, forma y disposición de los minerales componentes de las rocas.

2.4. SISTEMA DE HIPOTESIS

2.4.1. HIPOTESIS GENERAL

Con la realización de la caracterización geomecánica y el análisis de estabilidad del crucero XC-410 de la Mina Shalca, se logrará diseñar las dimensiones y colocación efectiva del

tipo de sostenimiento del crucero XC-410. Para asegurar las condiciones adecuadas de los estándares de seguridad y eficiencia de la operación minera.

2.4.2. HIPOTESIS ESPECÍFICAS.

- Las características geológicas del macizo rocoso del distrito minero determinan condiciones favorables en el resultado de los costos para el inicio de las excavaciones subterráneas en el XC.410.
- La determinación del diseño de sostenimiento del macizo rocoso permitirá realizar con eficiencia el trabajo de las operaciones mineras, con eficiencia en todo el proceso de minado.

2.5. SISTEMA DE VARIABLES

Se estudia cada una de las variables, las que se correlacionan y comparan.

2.5.1. VARIABLES INDEPENDIENTES

Diseño geotécnico del XC-410 de la Mina Shalca.

2.5.2. VARIABLES DEPENDIENTES

Dimensiones del XC-410 de la Mina Shalca.

2.5.3. VARIABLES INTERVINIENTES

Condiciones geológicas del macizo rocoso (litología, estructura, alteración, percolación de agua superficial, etc.).

CAPITULO III

METODOLOGIA DEL ESTUDIO

3.1. TIPO DE INVESTIGACION

Por el tipo de investigación, el presente estudio reúne las condiciones metodológicas de una investigación aplicada. El proyecto a desarrollar está basado en tres tipos: exploratorio, descriptivo y explicativo.

3.2. DISEÑO DE INVESTIGACION

- ✓ **Exploratorio:** Se tomarán datos de campo de las estructuras, obteniéndose información para diseñar el crucero.
- ✓ **Descriptiva:** Descripción detallada de los macizos rocosos.
- ✓ **Explicativa:** Definiremos las causas y efectos que implican el diseño del crucero.

3.3. POBLACION Y MUESTRA

La población en el estudio son los macizos rocosos del distrito minero y las muestras son tomadas en la zona donde se realizará la construcción del crucero XC-410 de la Mina Shalca.

3.4. METODO DE LA INVESTIGACION

La metodología es parte de la lógica que estudia los métodos y sus formas lógicas especiales para la investigación. (Garro Ayala, M.S.2009).

Para el presente trabajo de investigación se ha requerido básicamente del análisis muy detallado de la base teórica y antecedentes del depósito, los cuales ayudaron en el entendimiento de las estructuras del macizo rocoso y de la mineralización, la parte más importante consistió en aplicar los conocimientos y técnicas modernas que nos ayudaron a entender las características del macizo rocoso.

3.5. TECNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCION DE DATOS

Para la extracción de minerales con valor económico por minería subterránea, primero es necesario acceder hacia la zona a explotar mediante la excavación de labores de desarrollo y preparación dentro del macizo rocoso in situ circundante al cuerpo mineralizado. Una vez logrado esto, es necesario extraer el mineral mediante distintas técnicas o métodos de minado. Estos métodos podrán ser selectivos o masivos, de acuerdo a las características geométricas del cuerpo mineralizado, grado o ley del mineral y a las

características geomecánicas de la roca mineralizada y de la roca circundante.

Para la etapa de estudios, deberán conocerse las características geomecánicas tanto de la roca circundante como de la roca mineralizada, para lo cual se emplean una serie de técnicas de recolección de información que nos permitan entender el comportamiento y reacción del macizo rocoso frente a las excavaciones. El macizo rocoso es un material geológico muy complejo y heterogéneo, por lo que describir y definir sus características puede requerir una cantidad considerable de investigaciones geomecánicas.

3.5.1. INSPECCIÓN DE CAMPO EN ETAPA DE ESTUDIOS.

En el caso de proyectos donde aún no hay construcciones (excavaciones) se pueden realizar mapeos geológicos de los afloramientos rocosos, así como documentar la evidencia de estructuras geológicas mayores (fallas) en la zona. Incluso, si es posible, se pueden realizar estaciones geomecánicas en los afloramientos accesibles. Normalmente, este trabajo inicial es desarrollado por el área de geología, ya que los geólogos de exploración son los primeros que empiezan a documentar el yacimiento. Esto deberá complementarse con el estudio geomecánico determinado, la litología (diferentes tipos de roca), zonas de alteración, fallas regionales y locales, frecuencia de fracturas, e incluso el "RQD" (Índice de Calidad

de la Roca), los cuales son recopilados constantemente, desde el inicio de los proyectos de exploración, e incorporados en los modelos geológicos de la mina.

Es común que en las etapas iniciales del proyecto se utilicen técnicas remotas para la interpretación, como el uso de fotografías aéreas y las investigaciones geofísicas, que podrían ser revisadas posteriormente y ayudar con el modelo geomecánico preliminar.

3.5.2. MAPEO GEOMECÁNICO DE SUPERFICIE.

Se deberán realizar en afloramientos de macizo rocoso en las inmediaciones del yacimiento y consistirán en mapeos geomecánicos por celdas y mapeos geomecánicos por línea de detalle.

3.5.3. MAPEO GEOMECÁNICO SUBTERRÁNEO.

El mapeo geomecánico incluye al mapeo por celdas, mapeo por línea de detalle y/o mapeo de arco rebatido.

3.5.3.1. Mapeo geomecánico por celdas.

El mapeo geomecánico por celdas se desarrolla a través de la ejecución de estaciones geomecánicas, las cuales deben abarcar un área aproximada de 3m x 3m. Mediante el mapeo geomecánico por celdas se identifican y cuantifican características del macizo rocoso, las características de las principales familias de discontinuidades. Para cada familia se determina el tipo

de discontinuidad, orientación (buzamiento y dirección de buzamiento), resistencia de la pared de la discontinuidad, espaciamiento, persistencia, apertura, relleno, rugosidad presente y grado de alteración o meteorización.

3.5.3.2. Mapeo geomecánico por línea de detalle.

El mapeo geomecánico por línea de detalle registra las discontinuidades expuestas en las paredes de rocas de afloramientos superficiales o labores subterráneas. El mapeo consiste en establecer una línea, para lo cual se emplea una cinta de medición sobre la que se identifican todas las estructuras o discontinuidades que intersectan o cortan dicha línea, se toma la orientación de la cara de medición, luego la orientación de la línea o cinta y se procede a registrar cada discontinuidad empezando por la distancia de intersección al origen, continuando con el registro de la orientación (buzamiento y dirección de buzamiento), tipo de terminación, tipo de discontinuidad, persistencia (longitud de semi traza), apertura, relleno, rugosidad, resistencia a la compresión de las paredes de la discontinuidad, meteorización y presencia de agua.

La información recopilada debe ser registrada en una hoja estándar cuyo formato permita almacenar la información de manera ordenada y sencilla. De igual manera, es importante acotar los criterios que determinan cuándo debe desarrollarse el mapeo por línea de detalle en lugar de las otras técnicas, básicamente esto radica en el tipo evaluación a realizar y el grado de detalle. Puede presentarse el caso de requerir evaluar una excavación permanente, como una cámara de chancado, por ejemplo. Lo recomendable para un estudio de ingeniería de detalle, sería realizar el mapeo por línea de detalle debido a que permitirá obtener mayor información estructural sobre una zona relativamente concentrada.

3.5.3.3. Mapeo geomecánico por arco rebatido.

El método de mapeo de arco rebatido implica crear un mapa de la superficie de la excavación subterránea, tanto de la bóveda como de los hastiales. Este método de mapeo reproduce una representación que está virtualmente libre de distorsión e interpretación presente en otros métodos, donde las características geológicas se proyectan en un plano o sección.

El método de arco rebatido fue desarrollado en 1970 por el cuerpo de Ingenieros de los Estados Unidos (US Army Corps of Engineering, 2001), y plantea utilizar una superficie "desenrollando" o "aplanando" la circunferencia del túnel o eje para formar un "plano" de toda la superficie de las paredes, donde se trazan a escala las características geológicas y geomecánicas. El método es especialmente eficaz, porque las características geológicas de todos los tipos de roca se pueden trazar directamente sobre el mapa independientemente de la orientación o la ubicación sin necesidad de proyección; asimismo, el método es útil para trazar discontinuidades y fallas que son difíciles de proyectar a un plano como en otros métodos. Se recomienda utilizar este método de mapeo en excavaciones permanentes que posean dimensiones considerables y/o complejas (ej. cuarto de máquinas, talleres, comedores, cámara de chancado subterráneo, etc.).

3.5.4. PERFILES Y SECCIONES GEOMECÁNICAS.

Los perfiles geomecánicos se desarrollan a partir de cortes o secciones sobre una zona determinada, en la cual se detalla la información geológica (litología, contactos, estructuras

geológicas mayores y menores, etc.) y la calidad del macizo rocoso en base a la clasificación geomecánica establecida.

Estas secciones geomecánicas tienen como objetivo mostrar, de manera clara, sencilla y esquemática, la variación del comportamiento del macizo rocoso en una zona dada; asimismo, pueden ser utilizadas en el proceso de zonificación geomecánica, donde se establecen las zonas con comportamiento y propiedades más o menos homogéneos.

Además, las secciones geomecánicas suelen ser utilizadas como datos de entrada o "input" en las simulaciones de software (por ejemplo, Phase2), donde se analiza la estabilidad de las excavaciones y el efecto de minado. Para la realización de estas secciones, se recomienda contar con el apoyo del área de geología, ya que normalmente es la encargada de realizar los cortes y secciones esquemáticas de la mina.

3.5.5. LOGUEO GEOTÉCNICO DE TESTIGOS DE PERFORACIÓN.

El logueo geotécnico permite obtener información geotécnica, características y propiedades del macizo rocoso a partir de testigos de perforación diamantina, los que pueden ser testigos de exploración geológica o taladros orientados (en una fase posterior). La información que se recopilará a partir del logueo geotécnico de testigos será empleada

básicamente para realizar la caracterización y clasificación del macizo rocoso mediante los sistemas RMR de Bieniawski y el índice Q de Barton.

Los parámetros que se registran en el logueo geotécnico de taladros de exploración geológica son básicamente los relacionados a las coordenadas del collar y orientación de la perforación diamantina. Posteriormente se registran o loguean los siguientes datos en cada tramo o corrida de perforación: Profundidad de la corrida (desde–hasta), litología, recuperación, RQD, número de fractura del tramo, resistencia (a carga puntual), rugosidad, relleno, meteorización y las observaciones que se consideren convenientes de acotar referentes a la perforación como son presencia de agua subterránea, interrupción de la perforación, etc.

3.6. TECNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANALISIS DE DATOS

- Revisión de los datos recolectados en campo.
- Calculo del RMR y Q con el uso de tablas y ábacos.
- Simulación en computadora del análisis de estabilidad y diseño de sostenimiento.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUCIONES

4.1. TRATAMIENTO ESTADISTICO E INTERPRETACION DE CUADROS.

4.1.1. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD

Políticamente la Mina Shalca se ubica en el departamento de Lima, provincia de Huaral y distrito de Pacaraos. Geográficamente, las operaciones mineras se ubican en la margen derecha de la quebrada Shipra afluente del rio Chicrin a altitudes entre los 3900 y 4800 m.s.n.m. y se ubica en las coordenadas UTM mostrado en la Tabla 5. El área consta de 9.8 Ha y se localiza en la hoja Canta 23-J del ING. La accesibilidad al área del proyecto es a través de 3 rutas principales (ver Tabla 6).

Tabla 5. Coordenadas UTM – Vértices de la Concesión Minera
Claudia I.

Vértice	Norte	Este	Vértice	Norte	Este
A	8'773,000.0	318,000.0	E	8'769,000.0	320,000.0
B	8'773,000.0	321,000.0	F	8'769,000.0	319,000.0
C	8'770,000.0	321,000.0	G	8'770,000.0	319,000.0
D	8'770,000.0	320,000.0	H	8'770,000.0	318,000.0

Tabla 6. Accesibilidad a la Unidad Minera Shalca

	DE	A	VIA	Distancia (Km)	Tiempo
Ruta 1	Lima	Huaral	Carretera asfaltada	97.0	1h 50 m
	Huaral	Pacaraos	Carretera afirmada	88.0	2h 50 m
	Pacaraos	Proyecto Shalca	Trocha carrozable	14.2	1h 00 m
Ruta 2	Lima	La Oroya	Carretera asfaltada		
	La Oroya	Cerro de Pasco	Carretera asfaltada		
	Cerro de Pasco	Animón	Carretera afirmada	259.0	7h 00 m
	Animón	Pacaraos	Trocha carrozable		
Ruta 3	Pacaraos	Proyecto Shalca	Trocha carrozable		
	Lima	Canta	Carretera asfaltada		
	Canta	Animón	Carretera afirmada	344.0	9h 00 m
	Animón	Pacaraos	Trocha carrozable		
	Pacaraos	Proyecto Shalca	Trocha carrozable		

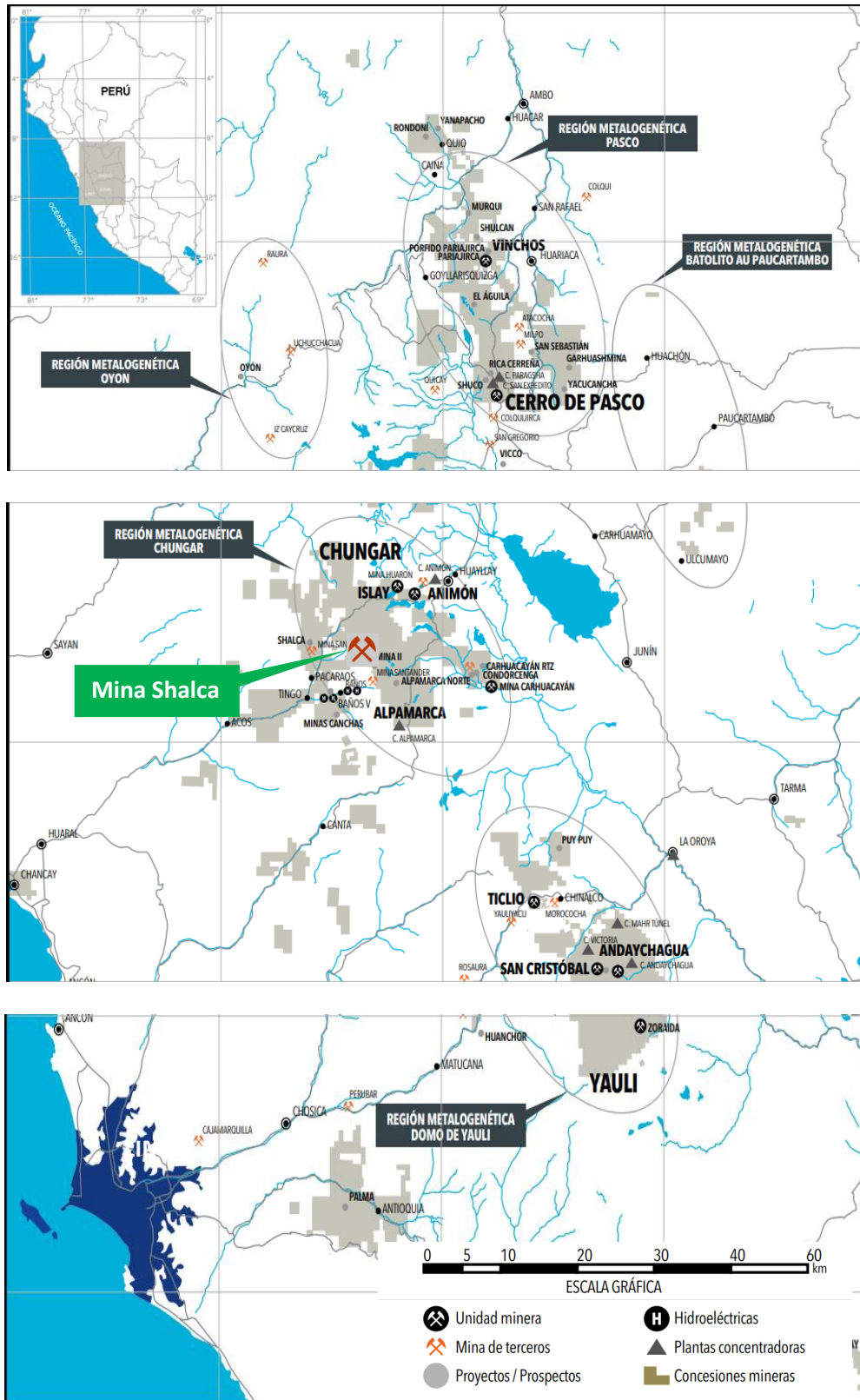


Figura 6. Plano de Ubicación del Proyecto Minero Shalca. Fuente Plan Anual 2012 Volcan Compañía Minera S.A.A.

4.1.2. RESEÑA HISTORICA

Compañía Minera Vichaycocha S.A.C., es una empresa dedicada a la exploración, explotación y tratamiento de minerales polimetálicos con contenidos de plomo, zinc y plata, en la concesión Minera Claudia I, ubicado en el Distrito de Pacaraos, Provincia de Huaral, Departamento de Lima. Pacaraos es un distrito minero, que comprende las minas Santa Rosa y Shalca; la primera fue trabajada en la década de los 50's, por el Sindicato Minero Pacaraos filial de Sindicato Minero Río Pallanga; la mina Shalca fue trabajada por Empresa Administradora Chungar; ambas minas fueron trabajadas por sus menas de plomo y zinc, con operaciones a pequeña escala. Exploraciones Regionales Chungar realiza un estudio geológico de Mina Shalca, desde el año 2,004 - 2,005, donde se define el anticlinal de Shalca y las diversas Formaciones Geológicas presentes. En el año 2,006 se comienza la limpieza y rehabilitación de las labores antiguas, en los tres niveles a cotas Nivel Cero a 4,342 m, Nivel 1 a 4,407 m de altitud, el nivel 2 a 4,431 m y un tercer nivel 3 a cota 4,464 m de altitud, donde se evidenciaron labores como galerías chimeneas, subniveles y tajeos. Además, se comprobó que la mina había sido explotada por varios años en las décadas de año 1,950, extrayéndose un mineral muy rico en Zinc y Plata.

Compañía Minera Vichaycocha S.A.C., después de realizar las gestiones correspondientes y luego de los plazos previstos por la autoridad, el proyecto fue aprobado mediante Certificado de Viabilidad Ambiental N° 0292007-MEM-AAM del 27 de junio del 2007. En el año 2,008 Compañía Minera Vichaycocha S.A.C. decide ingresar con galerías de exploración y rehabilitación con labores de sección de 3 m x 3 m con equipos mecanizados que hasta la fecha se viene ejecutando.

4.1.3. GEOMORFOLOGIA

El área de estudio se encuentra en la unidad geomorfológica de Puna, superficie de erosión (glaciación pleistocénica) que esencialmente es una penillanura cuya altitud oscila entre los 4200 y 5000 msnm. En la zona de estudio la superficie Puna de un modelado glaciar está afectada por la etapa posterior de erosión tipo Cañón, siendo cortada por laderas abruptas de 2000 m ó más en las márgenes de los ríos.

La morfología abrupta del sector está definida por la presencia de unidades competentes en el sector, tal es el caso de las formaciones Chimú y Jumasha ubicados en los núcleos de los anticlinales y sinclinales respectivamente ver Figura 7.



Figura 7. Fotografía de los Cerros con Laderas Abruptas. Fuente del Autor.

El drenaje regional es de diseño dendrítico, en el área local el drenaje está entre las quebradas Huanin y Huayla, los cuales drenan hacia el Río Shipra, para finalmente desembocar en el Río Chancay perteneciente a la vertiente del Pacífico. La altitud promedio del área de estudio es de 4,020 m.s.n.m.

4.1.4. CLIMA Y VEGETACION

En la zona del proyecto, la vegetación está representada por un pasto corto y espeso, y frecuentemente hay una cubierta de turba delgada pero ampliamente desarrollada. La estación lluviosa es entre octubre y abril, aunque la mayor parte de las precipitaciones anuales caen entre enero y marzo. El origen de las lluvias son las corrientes del aire húmedo que viene del Atlántico, precipitando su contenido sobre las partes altas de la Cordillera Occidental sin llegar nunca a la zona costera

4.1.5. GEOLGIA REGIONAL

Circundantes al área del Distrito Minero de Pacaraos en el marco regional, se exponen diferentes unidades litológicas de naturaleza sedimentaria, metamórfica y volcánica que fueron posteriormente perturbados a consecuencia de movimientos orogénicos y epirogénicos, los cuales han quedado como testigos regionalmente el desarrollo de las estructuras plegadas y falladas, a consecuencia de esto, el desarrollo de rocas efusivas e intrusivas aprovechando zonas de debilidad.

Litológicamente afloran lutitas gris oscuras y carbonosas finamente estratificadas con intercalaciones de horizontes de carbón antracítico, limolitas pardo rojizas con horizontes de areniscas de edad cretáceo inferior perteneciente a la Formación Oyón, sobreyaciendo a esta, se encuentra una secuencia de cuarcitas, areniscas y ortocuarcitas blanquecinas de grano medio a grueso, con esporádicas alternancias de lutitas grises, lutitas bituminosas y ocasionalmente horizontes de carbón, cuya edad es cretáceo inferior y medio de la Formación Chimú, sobreyaciendo a esta formación en discordancia erosional se encuentran la Formación Jumasha compuesta por calizas de color gris a gris oscura, su edad corresponde al cretáceo superior. Los afloramientos más expuestos se ubican mucho

más al este y noreste del área, formando las cumbres más altas de la zona. Luego se observa rocas volcánicas pertenecientes al Grupo Calipuy del Terciario inferior y medio (Paleógeno-Neógeno). constituido por rocas clásticas y piroclásticas, intercalando con pequeñas capas de areniscas gris parduscas, calizas arenosas, limolitas y lutitas de colores abigarrados con tobas blanquecinas a gris blanquecinas que afloran en la parte occidental de las propiedades, esta secuencia correspondería a la base del Calipuy (Formación Yantac), las cuales descansan en discordancia angular y erosional sobre la Formación Chimú; luego un grueso paquete de aglomerado volcánico, tobas y lavas andesíticas de tonalidades pardo rojizas, gris verdosas y beige sobreyacen a esta secuencia basal, se le asigna una edad cretáceo superior-terciario inferior. Perteneciente a este Grupo se hallan Rocas subvolcánicas de naturaleza andesítica, cuyo emplazamiento está controlado por el eje de los anticlinales de rumbo andino; estas rocas presentan, una alteración clorítica y argílica moderada, notándose estas apófisis en el núcleo del yacimiento, en la quebrada Huayla y en el valle del río Chancay al norte de Collpa. En las quebradas y depresiones, se tienen acumulaciones de material cuaternario, aluviales y coluviales y en las zonas

medias y altas de topografía menos pronunciada, el desarrollo de suelos que cubre un 40% de la superficie.

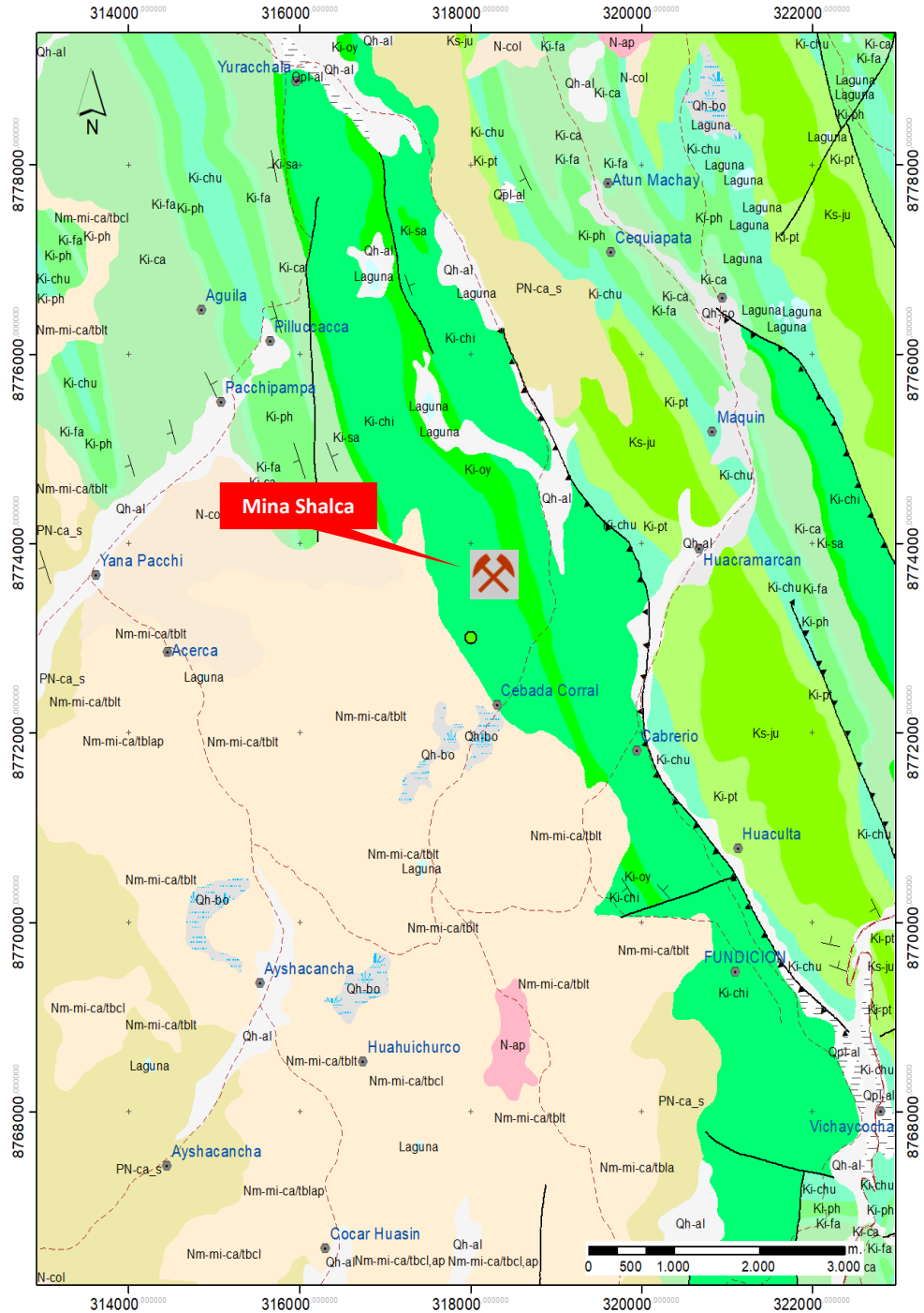


Figura 8. Plano geológico regional del proyecto Mina Shalca. Fuente ING

EMMET 2018.

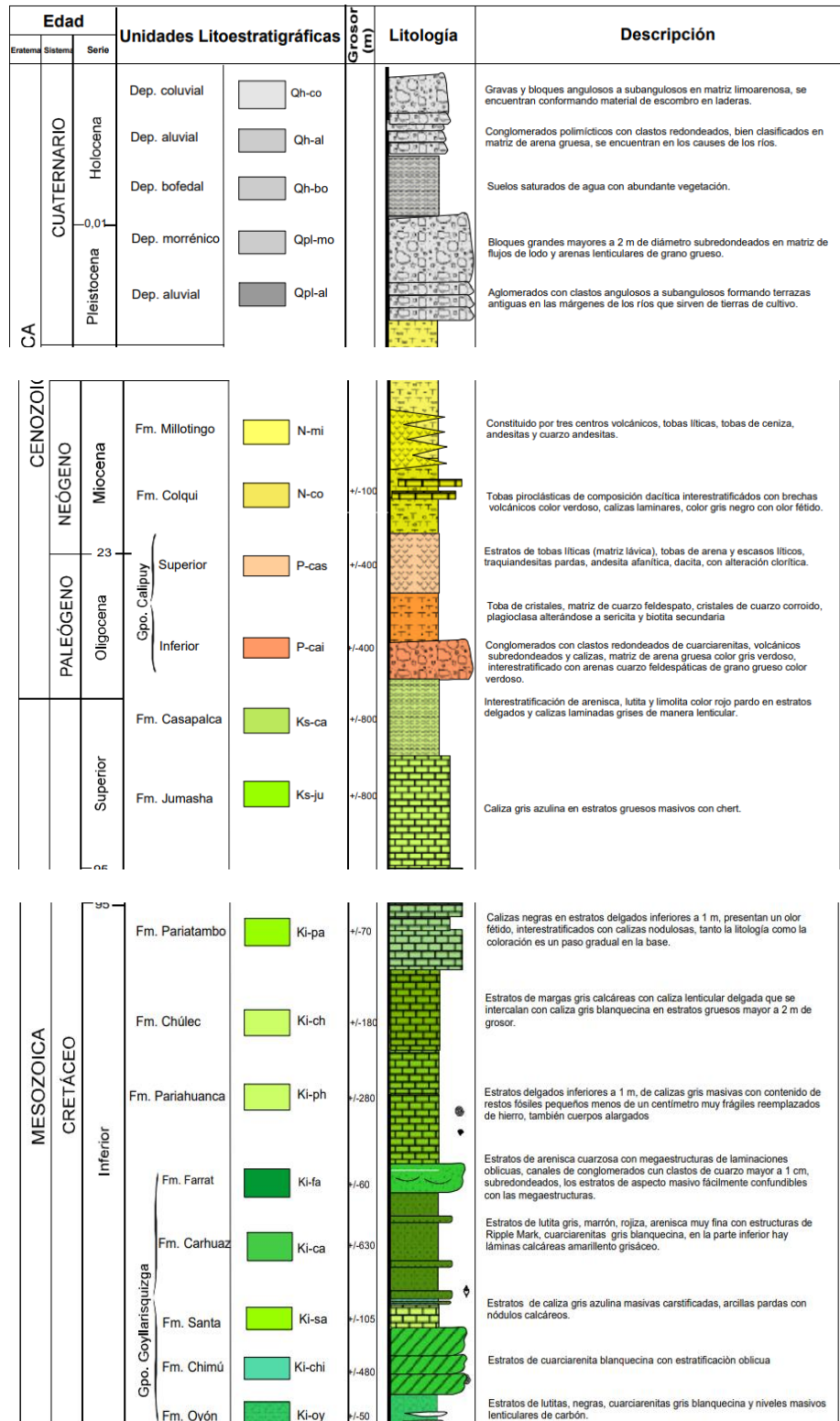


Figura 9. Columna estratigráfica Regional del proyecto Mina

Shalca. Fuente INGEMMET 2018.

4.1.6. GEOLOGIA DISTRITAL

La geología distrital ha sido reconocida y cartografiada en una extensión de 2,800 Has. Circundantes al proyecto. La secuencia estratigráfica abarca desde la Formación Oyón, la Formación Chimú y el Grupo Calipuy. La estructura plegada de estas formaciones describe un anticlinal asimétrico donde la Formación Oyón ocupa el núcleo del anticlinal Shalca. Se han detectado apófisis de intrusivos hipabisales andesíticos en las inmediaciones y núcleo del anticlinal Shalca.

4.1.7. LITOLOGIA

Las formaciones litológicas están descritas por cuarcitas, areniscas, lutitas negras y carbón de la Formación Oyón, cuarcitas y ortocuarzitas de la formación Chimú plegadas en el anticlinal asimétrico Shalca. Además, se tiene tobas andesíticas del Grupo Calipuy, mostrando estratificaciones y rocas subvolcánicas de naturaleza andesítica, cuyo emplazamiento está controlado por el eje del anticlinal.

A. Mesozoico

Formación Oyón (Cretáceo inferior) Ki

Conformada por lutitas gris oscuras y carbonosas finamente estratificadas con intercalaciones de horizontes de carbón antracítico, limolitas pardo rojizas con horizontes de areniscas y cuarcitas.

- Las Lutitas Negras (Ki-fo-l): se han cartografiado lutitas negras y carbón bituminoso con abundantes diseminación de pirita. Están expuestas principalmente en ambos flancos del anticlinal asimétrico con potencias de 0.10 a 2.00 m. y colores de intemperismo gris oscuro.
- Carbón Antracítico (Ki-fo-c): carbón antracítico finamente estratificada con intercalación de carbón terroso.
- Las Areniscas (Ki-fo-a): en esta unidad de han agrupado los estratos de areniscas grises que caracterizan el grueso de la secuencia sedimentaria expuesta en el proyecto Shalca. Se trata de horizontes delgados que forman pliegues intraformacionales, de una potencia de 0,20 a 0.50 m. Las areniscas son cuarzo feldespáticas, de granulometría fina a media.

Formación Chimú (Cretáceo Inferior y Medio) Ki-m

Dentro del distrito se encuentran cuarcitas y ortocuarcitas de grano medio a grueso, con estratificación cruzada muy fracturada, alternadas con lutitas gris oscuras y areniscas de grano fino y medio en estratos, con lentes de carbón antracítico, toda esta secuencia tiene un rumbo general de N30-40°W y buzamiento de 40° a 60° NE-SW. Esta formación

constituye zonas escarpadas (topografía abrupta característica), la misma que abarca aproximadamente un 55% del área total del proyecto.

- Las Cuarcitas - Ortocuarцитas (Ki-fch-c): aparecen intercaladas en toda la secuencia siendo especialmente abundantes en el extremo Noreste y Sureste del área cartografiada. Allí los bancos poseen potencias de 0.20 m. a 2.00 m. con granulometría fina. Su coloración es blanco-rosáceo y constituyen crestos resistentes al intemperismo.

B. Cenozoico

Volcánico Calipuy (Terciario inferior-medio-Paleógeno-Neógeno) Tim

En el sector oeste y suroeste del área, se observan afloramientos de aglomerados, tobas y lavas volcánicas de composición andesítica, con tonalidades gris, gris verdoso, beige y pardo rojizo, presentan una pseudoestratificación entre fina mediana y gruesa de rumbo N30°W / 45°-60° SW, que sobreyacen en discordancia angular y erosional a las cuarcitas de la formación Chimú.

- Las Tobas Andesíticas (Tim-tb): Aflora en el extremo Oeste y Suroeste del proyecto Shalca del área cartografiada. Sobreyacen a las cuarcitas de la formación Chimú.

Las rocas piro clásticas están compuestas por depósitos de sedimentos clásticos volcánicos andesíticos de textura media a gruesa moderadamente argilizada.

- El Stock hipabisal Andesítico (Tim-an): aflora principalmente sobre todo el eje del anticlinal asimétrico presentando alteraciones de cloritización, argilización, y formando aureola brechada con clastos de cuarcita en contacto con la facie sedimentaria, también se aprecian numerosa apófisis pequeños de afloramientos andesíticos en el resto del área.

C. Cuaternario

Se encuentra presente cubriendo gran parte del área, dificultando así el seguimiento en superficie de estructuras aflorantes. En las quebradas y depresiones, se tienen acumulaciones de material coluvial y en las zonas medias y altas de topografía menos pronunciada, material aluvial y el desarrollo de suelos que cubre un 40% de la superficie.

4.1.8. GEOLOGIA ESTRUCTURAL

Es notorio que la estructura principal es un anticlinal de rumbo general de orientación andina, originado como producto de esfuerzos compresivos ENE-WSW (fases Incaica y Quichuana) de la Orogenia andina, que comprometieron a las lutitas, carbón, arenisca perteneciente a la formación Oyón y también cuarcitas y ortocuarcitas de la Formación Chimú. El Volcánico Calipuy ha sido afectado por un nuevo periodo de compresión andina que formo pliegues grandes y sencillos, deformando también a los sedimentos anteriormente plegados (sedimentos cretáceos), aumentando de esta manera su complejidad ocasionando fracturamientos y fallamientos. Las estructuras más importantes detectadas son: el anticlinal asimétrico, los sistemas de fallamiento, el sistema de fracturamiento y el sistema de filones hidrotermales.

- El Anticlinal Asimétrico presenta un plano axial de rumbo y buzamiento promedio, $N40^{\circ}W/50^{\circ} - 58^{\circ}SW$ y $62^{\circ} - 70^{\circ} NE$, tal como se aprecia en los perfiles estructurales. Ha sido cartografiada la traza del plano axial. El flanco Noreste presenta una secuencia monótona de cuarcitas, areniscas, lutitas y carbón con rumbo y buzamiento promedio de $N 40^{\circ} -45^{\circ} W/65^{\circ} NE$ y ondulaciones suaves. Por el contrario, el flanco Suroeste presenta todo el

espectro litológico anteriormente descrito con rumbo y buzamiento promedio de N 40°– 45° W/48°SW, con una cubierta de tobas andesíticas que presentan una pseudo estratificación de rumbo y buzamiento promedio N 35°W/35°SW.

- Los Sistemas de Fallamiento reconocidos, un primer sistema posee un rumbo y buzamiento de N 40° – 55° W/58°-80° NE concordante con el sistema andino y el de mayor predominancia en el proyecto Shalca. El segundo sistema de fallamiento de rumbo y buzamiento N 45°-70° E/ 78°-86° SE, el responsable del fallamiento del anticlinal asimétrico Shalca; observándose un fallamiento dextral en los extremos del proyecto Shalca y un fallamiento sinextral en la parte central del mismo.
- Los Sistemas de Fracturamiento: de rumbo y buzamiento N 60° – 80° E/70°-85° SE, el cual es transversal al rumbo de los estratos.
- El Sistema de Filones Hidrotermales: Se reconocieron dos sistemas de filones hidrotermales.
- El primer sistema de rumbo y buzamiento N 10° W/79°SW, paralelo al eje del anticlinal asimétrico

Shalca y responsable de la mineralización económica en el proyecto Shalca.

- El segundo sistema de rumbo y buzamiento N 70°W/48°SW el que correspondería a un fallamiento tensional evidenciadas en la zona de Huayla, Santa Rosa.

4.1.9. GEOLOGIA ECONOMICA

La forma de mineralización es de tipo de relleno fisura (vetas), con mineralización polimetálica. Los minerales principales de mena es galena y escalerita; esta generalmente se presenta masiva y ocasionalmente en pequeños cristales. La ganga es generalmente cuarzo, masivo y en cristales, rodocrosita. Dentro del proyecto existen numerosos cateos y labores mineras antiguas sobre filones de relleno e impregnación hidrotermal con altos valores en Ag, Pb y Zn. La mineralogía dominante consiste en óxidos de hierro, galena argentífera, esfalerita, cuarzo y pirita.

Los principales controles de la mineralización son básicamente estructurales y en menor grado, litológico. Las vetas se han formado por circulación y precipitación a partir de soluciones hidrotermales en fallas. Desde el punto de vista económico la principal estructura mineralizada es la Veta Infallible.

- **VETA INFALIBLE;** esta veta aflora en el eje del anticlinal asimétrico Shalca. Su rumbo en promedio es N 10°W con buzamiento de de 65 a 79°SW, las potencias alcanzan 1.02 m., con textura brechada, la mineralización es galena, esfalerita calcopirita impregnadas en cuarzo con óxidos de Mn y Fe.
- **LA VETA JAIMITO;** emplazado en cuarcitas y se ubica al noreste de área (margen derecha del río Shipra), La estructura tiene una orientación variable de N-S a N35E y buzamiento de 50 al NW, la expresión superficial consiste en cuarzo lechoso masivo y cristalizado con óxidos de Fe y boxwork, la potencia varia de 0.60 m, a 6.00 m. con una longitud de 400 m. de manera discontinua, genéticamente está relacionada a una falla con rumbo aproximadamente NS/ 80° NW. que coincide con el de la estructura. Hacia el sur la continuidad no es conspicua, salvo un venilleo que aparentemente estaría limitado en este extremo por otra pequeña falla de orientación andina (N 35° W).

La mineralización de pequeñas estructuras tensionales en y diseminación en brechas de cuarcita con matriz volcánica también constituyen una ocurrencia mineral interesante, en superficie en el sector Huayla hay manifestaciones de este tipo que hacen más interesante el potencial de Shalca. La alteración hidrotermal de las cajas es notable sólo en rocas

volcánicas andesíticas, registradas en superficie y en los Niveles 1 y 2, que se observan halos de alteración con una moderada silicificación, fuerte argilitización. En cajas de cuarcita no se aprecian efectos de alteración salvo un brechamiento cataclástico conspicuo con rellenos variables óxidos de hierro.

4.1.10. CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

Por la forma de mineralización es de tipo de relleno fisura (vetas), con mineralización polimetálica Pb, Zn y Ag. Pertenecientes a la Franja de Pórfidos de Cu – Mo (Au), Skarn de Pb – Zn – Cu y depósitos polimetálicos relacionados con intrusiones del Mioceno.

4.1.10.1. RESERVAS DE MINERAL

Se tiene la información geológica, la cual se tiene recursos sin diluir como medidos, indicados e inferidos, pero solo se reporta los dos primeros, como se muestra en la Tabla 7.

CLASE I	Tms Geol.	P. Espec.	Buz.	P. Veta.	% Cu.	% Pb.	% Zn.	Oz Ag.	\$VPT
MEDIDO	304,872	3.12	71.56	2.21	0.12	3.11	12.26	4.91	253
INDICADO	191,146	3.12	72.15	3.14	0.07	1.52	7.76	3.63	158
Total TMS	496,018	3.12	71.79	2.57	0.1	2.5	10.52	4.42	216

Tabla 7. Se observa que el VPT de las categorías del recurso supera los 45.41 \$/Tm del cut off del proyecto, así que estos valores se pueden pasar a reservas probadas y probables.

4.1.10.2. ESTRUCTURAS MINERALIZADAS

En el proyecto existen dos estructuras principales veta Infalible y Jaimito, de las cuales se tiene cubicado veta Infalible, se presenta los recursos medidos, indicados e inferidos de dicha estructura, ver Tabla 8.

Tabla 8. Cuadro de recursos y reservas.

CLASE I	Tms Geol.	P. Espec.	P. Buz.	P. Veta.	% Cu.	% Pb.	% Zn.	Oz Ag.	\$VPT
MEDIDO	304872	3.12	71.56	2.21	0.12	3.11	12.26	4.91	253
INDICADO	191146	3.12	72.15	3.14	0.07	1.52	7.76	3.63	158
INFERIDO	623412	3.12	71.85	3.27	0.04	0.84	7.44	1.36	123
Total TMS	1119430	3.12	71.83	2.96	0.06	1.57	8.81	2.71	164

4.1.10.3. LABORES MINERAS

Se está realizando cruceros para colocar cámaras diamantinas, realizar subniveles y galerías para poder cubicar y cambiar la categoría de los recursos de inferido a medido he indicado. Se está programando labores de exploración que se está incluyendo en la programación de avances, se presenta la Tabla 9.

Tabla 9. Programa de avances de exploración y desarrollo del proyecto Shalca. Se muestra enmarcado con líneas rojas la ejecución del XC -410 en el nivel 4050.

		AÑO 1																
CICLOS.	FASE	NIVEL	LABOR	M1	M2	M3	M4	M5	M6	M7	M8	M9	M10	M11	M12	Total		
AVANCES	EXPLORACION	4050	SN 200 N											50		50		
			SN 200 S													50		
			SN 300 S													50		
		4350	SN 300 N			50										50		
			SN 300 S													50		
			SN 400 S													50		
		Total EXPLORACION				50	50	50							50	100	300	
		DESARROLLO	4000	RP 000												60	60	120
			4050	RP 050										30	60	60	60	210
				XC 410	60	60	60	60	60	60	60	60	60					540
	4250		XC 275												30		30	
	4300		XC 300								30						30	
			XC 325				30										30	
	4350		RP -250											60	60	60	180	
			RP -300		60	60	60	60	60	60	60						420	
			RP 350	60	60	60	60	60	60	60	60	60	60				600	
	4400		RP 400	60	30		60										150	
		RP 425	60	60												120		
	Total DESARROLLO			240	270	180	270	180	180	210	180	150	180	210	180	2430		

4.1.10.4. PROYECTOS

Realización de campañas de perforación diamantina para explorar otras estructuras o definir ramales, splits, tensionales, etc. de las estructuras mapeadas en superficie, de esta manera ubicar más recursos y realizar planos longitudinales de cubicación, isopacos, isovalores y RMRs de las estructuras encontradas. Utilizando esta información se realiza proyectos con mayor detalle para ejecutarlos con mayor seguridad.

4.1.10.5. NIVEL DE PRODUCCIÓN.

Se tiene el inventario de reservas de 497000 Tm (recursos medidos e indicados, sin dilución), la que

están por arriba del cut off de 45.41 \$/Tm, se tiene recursos inferidos por 625000 Tm (sin dilución) que debe pasar a reserva una vez que se realice una campaña de perforación diamantina, avances de exploración y desarrollo para categorizarlos como reservas, se presenta el cuadro de recursos y reservas geológicas (sin diluir) y minables (con dilución), ver Tabla 10.

Nuestra producción diaria es de 1000 toneladas día, el nivel de extracción del mineral será en una primera etapa por el Nv 0, una vez iniciado la rampa Claudia de este nivel al Nv 1, 2 y 4100. Simultáneamente se tiene que iniciar las rampas positivas del nivel 4100 al 0, se avanza dicha rampa por ambos frentes para realizarlo en el menor tiempo posible, en la segunda etapa este es el nivel de extracción principal, utilizando camiones.

Tabla 10. Inventario de Reservas de la Mina Shalca.

T. MINERAL		ECONOMICO		CUT-OFF: 45.41 \$/TM																
		RECURSOS GEOLOGICOS												RESERVAS Y RECURSOS MINA						
		Datos																		
TIPO	CLASE	Tms Geol.	P. Espec.	Buz.	P. Veta	% Cu.	% Pb.	% Zn.	Oz Ag.	\$VPT	Tms Reser.	% Dil.	Anc. Minado.	% Cu.	% Pb.	% Zn.	Oz Ag.	\$ VPT		
RESERVA	PROBADO	198,285	3.12	71.53	2.33	0.12	3.05	12.26	4.68	250	292,522	59.53%	3.50	0.08	2.02	8.14	3.10	165.90		
	PROBABLE	106,587	3.12	71.62	2.00	0.12	3.22	12.26	5.36	259	173,544	74.53%	3.51	0.07	1.93	7.34	3.21	155.00		
Total RESERVA		304,872	3.12	71.56	2.21	0.12	3.11	12.26	4.91	253	466,066	65.12%	3.50	0.08	1.99	7.84	3.14	161.84		
RECURSO	INDICADO	165,176	3.12	70.91	3.26	0.08	1.74	8.94	4.18	182	255,298	43.74%	3.79	0.05	1.12	6.57	2.75	128.62		
	INFERIDO	612,609	3.12	71.80	3.29	0.04	0.85	7.57	1.38	125	706,044	17.58%	3.72	0.03	0.72	6.46	1.17	106.80		
Total RECURSO		777,785	3.12	71.61	3.28	0.04	1.04	7.86	1.97	137	961,342	24.52%	3.74	0.04	0.83	6.49	1.59	112.80		
Total general		1,082,656	3.12	71.60	2.98	0.07	1.62	9.10	2.80	170	1,427,408	37.78%	3.66	0.05	1.21	6.93	2.10	128.88		

4.1.10.6. VIDA DE LA MINA

Nuestras reservas se deben de ampliar hasta llegar a 1231620 Tm (con dilución) con VPT mayor a 45.41 \$/Tm para que sea económicamente explotable. Se tiene para 4 años con 4 meses de producción, se llega a los 1000 Tm/día el mes 15 hasta el 43, se tiene que cubicar de manera efectiva y rápida más reservas y hacer sustentable la vida de la mina a largo plazo.

Debajo del Nv 4300 hasta el 4100, se debe realizar todos los trabajos antes mencionados para cambiar de categoría los recursos a reservas, inferior al Nv 0 (cota 4358), se debe cambiar la nomenclatura de recurso indicado hasta una longitud de 25 metros como reservas, como lo menciona el Código de Jorc, ver Tabla 11.

Tabla 11. Recursos y Reservas por Niveles para los 4 años y 4 meses de producción del proyecto Shalca.

MINA	AÑO	Datos	Total 4000		Total 4050		Total 4100		Total 4150		Total 4200		Total 4250		Total 4300		Total 4350		Total 4400		Total 4450		Total	Total						
			RECURSO	RESERVA	RECURSO	RESERVA	RECURSO	RESERVA	RECURSO	RESERVA	RECURSO	RESERVA	RECURSO	RESERVA	RECURSO	RESERVA	RECURSO	RESERVA	RECURSO	RESERVA	RECURSO	RESERVA	RECURSO	RESERVA	RECURSO	RESERVA				
SHALCA	AÑO 1	TMS		5,610	5,610													28,910	23,025	51,935	36,250	25,750	7,750	69,750	31,600	21,800	53,400	180,695		
		% Pb.		1.00	1.00														0.26	2.25	1.14	2.52	2.18	2.14	2.35	2.59	1.83	2.28	1.94	
		% Zn.		7.21	7.21														5.47	6.59	5.96	5.80	6.83	10.82	6.74	7.50	6.83	7.23	6.67	
		% Cu.		0.03	0.03														0.02	0.08	0.05	0.10	0.06	0.08	0.09	0.10	0.07	0.09	0.07	
		Oz Ag		1.46	1.46														0.70	3.40	1.90	7.47	3.13	3.23	5.40	5.54	2.95	4.48	4.00	
	AÑO 2	TMS		78,410	78,410	23,682	23,682							21,367	23,893	45,260	14,100	39,500	53,600	52,610	52,910	105,520				15,600	17,200	32,800	339,272	
		% Pb.		1.00	1.00	1.00	1.00								0.50	1.95	1.26	1.19	1.72	1.58	0.38	2.16				2.77	1.91	2.32	1.34	
		% Zn.		7.21	7.21	7.21	7.21								6.95	7.56	7.27	10.36	8.20	8.77	5.89	6.71	6.30			6.05	7.37	6.74	7.14	
		% Cu.		0.03	0.03	0.03	0.03								0.03	0.07	0.05	0.05	0.07	0.07	0.03	0.07	0.05			0.10	0.07	0.08	0.05	
		Oz Ag		1.46	1.46	1.46	1.46								0.95	3.16	2.11	1.79	2.76	2.51	0.88	3.22	2.06			6.37	3.10	4.65	2.21	
	AÑO 3	TMS	25,970	25,970	26,400	26,400	63,000	63,000	45,138	45,138	13,135	17,490	30,625	35,820	33,071	68,891	36,440	29,200	65,640	14,700	25,800	40,500								366,164
		% Pb.	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	0.37	0.37	0.67	1.96	1.41	0.42	2.03	1.19	0.32	1.99	1.06	1.16	1.93	1.65								1.08
		% Zn.	7.21	7.21	7.21	7.21	7.21	7.21	5.15	5.15	7.81	7.81	7.81	6.57	6.94	6.75	6.05	7.85	6.86	8.55	7.49	7.88								6.93
		% Cu.	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.02	0.02	0.04	0.07	0.06	0.03	0.07	0.05	0.03	0.08	0.05	0.06	0.07	0.06								0.04
		Oz Ag	1.46	1.46	1.46	1.46	1.46	1.46	0.74	0.74	1.16	3.16	2.30	0.85	3.27	2.02	0.73	3.14	1.80	2.03	2.99	2.65								1.74
	AÑO 4	TMS	75,520	75,520			18,720	18,720	67,600	67,600	55,796	47,995	103,791	1,500	1,600	3,100	25,190	8,600	33,790	5,000	5,000									307,521
		% Pb.	1.00	1.00			1.00	1.00	0.40	0.40	0.36	2.05	1.14	0.06	2.65	1.40	0.06	2.65	0.72	1.55	1.55									0.90
		% Zn.	7.21	7.21			7.21	7.21	5.25	5.25	6.28	7.41	6.80	4.82	5.93	5.39	4.81	5.93	5.10	9.05	9.05									6.42
		% Cu.	0.03	0.03			0.03	0.03	0.02	0.02	0.03	0.08	0.05	0.02	0.10	0.06	0.02	0.10	0.04	0.07	0.07									0.04
		Oz Ag	1.46	1.46			1.46	1.46	0.77	0.77	0.78	3.29	1.94	0.42	4.17	2.35	0.42	4.17	1.37	2.92	2.92									1.49
AÑO 5	TMS	13,790	13,790							14,859	9,319	24,178																	37,968	
	% Pb.	1.00	1.00							0.25	2.15	0.98																	0.99	
	% Zn.	7.21	7.21							5.73	7.19	6.29																	6.63	
	% Cu.	0.03	0.03							0.02	0.08	0.05																	0.04	
	Oz Ag	1.46	1.46							0.65	3.45	1.73																	1.63	
TMS SHALCA		115,280	115,280	110,420	110,420	105,402	105,402	112,738	112,738	83,790	74,804	158,594	58,687	58,564	117,251	75,730	77,300	153,030	96,220	106,735	202,955	36,250	25,750	7,750	69,750	47,200	39,000	86,200	1,231,620	
% Pb. SHALCA		1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	0.39	0.39	0.39	2.04	1.17	0.44	2.01	1.22	0.40	1.92	1.17	0.46	2.09	1.32	2.52	2.18	2.14	2.35	2.65	1.87	2.29	1.23	
% Zn. SHALCA		7.21	7.21	7.21	7.21	7.21	7.21	5.21	5.21	6.43	7.47	6.92	6.66	7.17	6.92	6.44	7.82	7.14	6.17	6.98	6.60	5.80	6.83	10.82	6.74	7.02	7.07	7.04	6.81	
% Cu. SHALCA		0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.02	0.02	0.03	0.08	0.05	0.03	0.07	0.05	0.03	0.08	0.05	0.03	0.07	0.05	0.10	0.06	0.08	0.09	0.10	0.07	0.09	0.05	
Oz Ag SHALCA		1.46	1.46	1.46	1.46	1.46	1.46	0.76	0.76	0.82	3.28	1.98	0.88	3.25	2.06	0.82	3.06	1.95	1.01	3.19	2.16	7.47	3.13	3.23	5.40	5.81	3.02	4.55	2.13	

4.2. PRESENTACION DE RESULTADOS, TABLAS, GRAFICOS Y FUGURAS.

4.2.1. DISEÑO GEOTECNICO DE LABORES SUBTERRANEAS XC-410.

4.2.1.1. Clasificación de la Masa rocosa.

La clasificación de la masa rocosa es interpretada y categorizada fácilmente por los diferentes sistemas de clasificaciones para definir el sostenimiento y la estabilidad requerida para las excavaciones a realizar. Los dos sistemas de clasificaciones más comunes para aplicar a los diseños de minería son el CSIR Geomechanics Rating (RMR) y el Norwegian Geotechnical Institute's (NGI) el índice de Tuneleria (Q). El radio geomecanico desarrollado por Bieniawski (1973), calcula el RMR basado en los siguientes parámetros:

- Esfuerzos de roca intacta.
- RQD.
- Espaciamiento de fallas.
- Condición de falla.
- Condición de agua.

Tabla 12. Resultados de los parámetros geomecánicos tomados en la zona Veta Infalible para la excavación del XC-410 de la Mina Shalca.

PARAMETROS GEOMECANICOS DE LA VETA INFALIBLE					
MINERAL		CAJA TECHO		CAJA PISO	
GSI	35	GSI	35	GSI	35
Resistencia	132	Resistencia	132	Resistencia	132
RQD	45	RQD	45	RQD	45
Espaciamiento		Espaciamiento		Espaciamiento	
Condición de Fx.		Condición de Fx.		Condición de Fx.	
Agua		Agua		Agua	
Corrección		Corrección		Corrección	
RMR	40	RMR	40	RMR	40
RQD	45	RQD	45	RQD	45
Jn		Jn		Jn	
Ja		Ja		Ja	
Jw		Jw		Jw	
SRF		SRF		SRF	
Q	0.6	Q	0.6	Q	0.6
HOEK-BROWN 2002		HOEK-BROWN 2002		HOEK-BROWN 2002	
USC(Mpa)	132	USC(Mpa)	132	USC(Mpa)	132
m	13.54	m	13.54	m	13.54
D	0.5	D	0.5	D	0.5
mb	0.613	mb	0.613	mb	0.613
S	0.0002	S	0.0002	S	0.0002
a	0.516	a	0.516	a	0.516
MORH-COULOMB		MORH-COULOMB		MORH-COULOMB	
COHESION (Mpa)	1.217	COHESION (Mpa)	1.217	COHESION (Mpa)	1.217
ángulo de fricción	37.32	ángulo de fricción	37.32	ángulo de fricción	37.32
ROCK MASS PARAMETERS		ROCK MASS PARAMETERS		ROCK MASS PARAMETERS	
tensile strength (Mpa)	-0.037	tensile strength (Mpa)	-0.037	tensile strength (Mpa)	-0.037
USC (Mpa)	1.509	USC (Mpa)	1.509	USC (Mpa)	1.509
global strength	12.78	global strength	12.78	global strength	12.78
E (Mpa)		E (Mpa)		E (Mpa)	
ESR min	3	ESR min	3	ESR min	3
ESR max	6	ESR max	6	ESR max	6
minima abertura	4.2	minima abertura	4.2	minima abertura	4.2
máxima abertura	8.4	máxima abertura	8.4	máxima abertura	8.4
ESTABILIDAD DE MATHEWS		ESTABILIDAD DE MATHEWS		ESTABILIDAD DE MATHEWS	
altura	4	altura	4	altura	4
ancho	4	ancho	4	ancho	4
largo	35	largo	35	largo	35
z	400	z	400	z	400
k	0.6	k	0.6	k	0.6
UCS (Mpa)	132	UCS (Mpa)	132	UCS (Mpa)	132
Q'	0.6	Q'	0.6	Q'	0.6
A		A		A	
B	0.8	B	0.8	B	0.8
C	5.04	C	5.04	C	5.04
N	0	N	0	N	0
R.H	1.79	R.H	1.79	R.H	1.79

4.2.2. DISEÑO DE SOPORTE PARA LABORES

Los diseños de los sostenimientos se resumen en tres categorías.

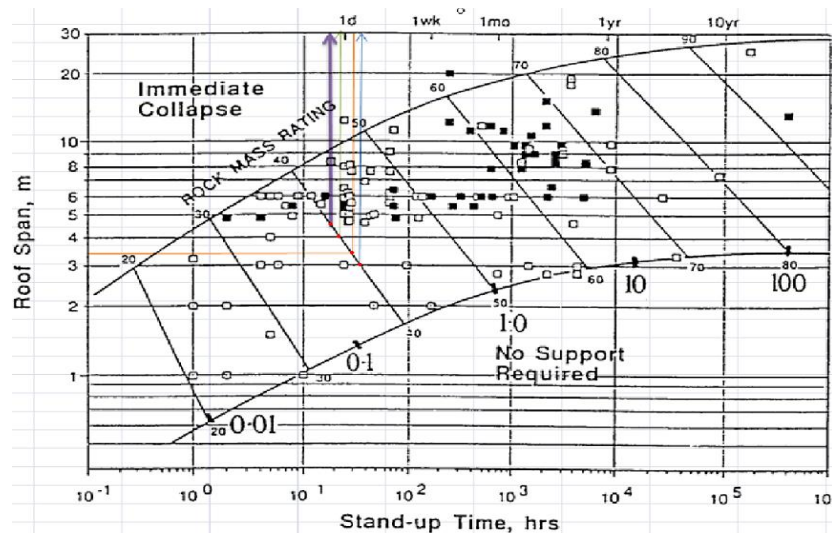
4.2.2.1. Labores Permanentes.

Analizaremos el tiempo de auto soporte para las siguientes secciones:

- 3x3m
- 3.5x3.5m
- 4x4m
- 4.5x4m □
- 4.5x4.5m

ESR: 1.6 para labores permanente.

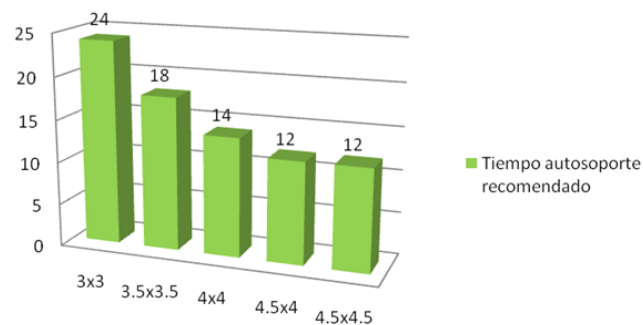
Figura 10. Tiempo de auto soporte: considerando el ancho de la sección.



De la grafica podemos determinar que el tiempo de autosoporte de cada una de las secciones:

sección	Tiempo autoaporte recomendado (Hras)	Tiempo autoaporte según tabla (Hras)
3x3	24	36
3.5x3.5	18	28
4x4	14	22
4.5x4	12	18
4.5x4.5	12	18

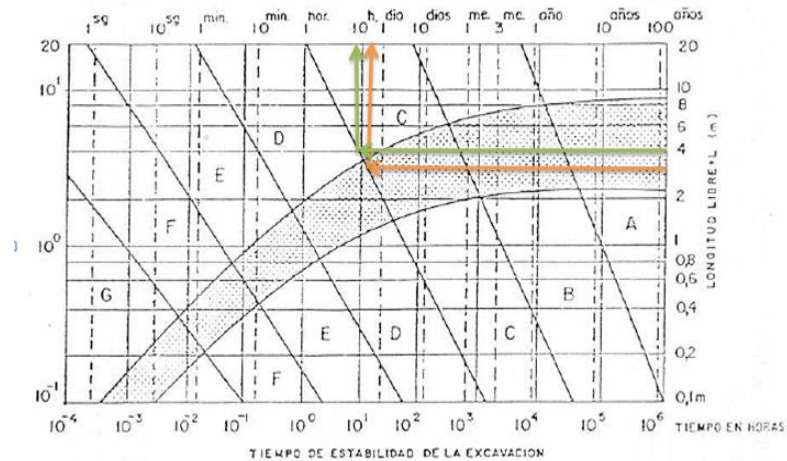
Tiempo autoaporte recomendado



De la grafica obtendremos los tiempos de autoaporte para cada sección, pero por efectos de mayor seguridad se recomienda tiempos menores a los obtenidos en tabla considerados en el autoaporte debido a la que condicion geologica y geomecanica del maciso puede variar con frecuencia, para ello un mejor analisis se requiere la apreciacion del geomecanico en campo.

También evaluaremos el tiempo de autoaporte en relación con los metros de avance sin sostenimiento.

Figura 11. Tiempo de autoaporte considerando los metros de avance sin sostenimiento.



Del gráfico podemos deducir que el tiempo de autoaporte para un avance de 3 metros sin sostenimiento es de aproximadamente de 14 horas, mientras que el tiempo de autoaporte para un avance de 4 metros sin sostenimiento es de aproximadamente 9 horas.

Análisis de sostenimiento.

Para llevar a cabo este análisis utilizamos el método gráfico de Barton además de la ayuda del Phases 2.0. Analizaremos el sostenimiento para ambas secciones (3x3m y 4.5x4m).

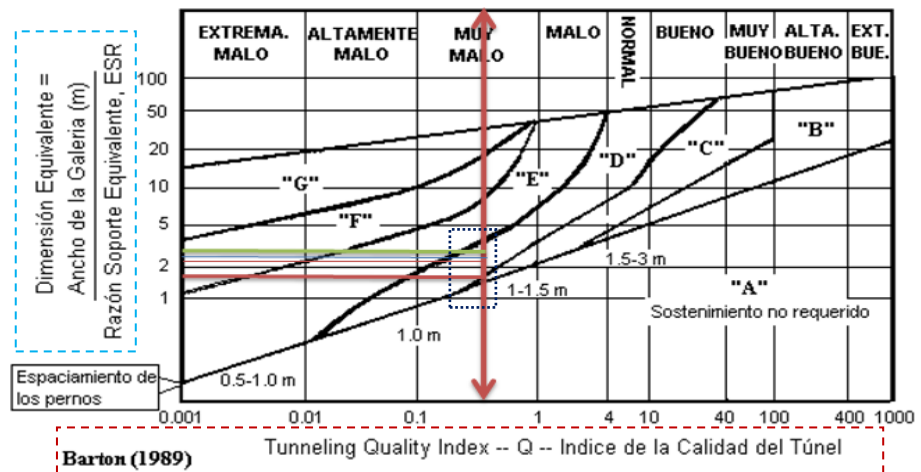
Ancho de sección: 3m, 3.5m, 4m y 4.5m respectivamente.

D.E=ancho de sección/ESR.

ESR: 1.6 $RMR = 9 \ln Q + 44$

Q = 0.64

sección	Ancho	ESR	D.E	Q
3x3	3	1.6	1.88	0.64
3.5x3.5	3.5	1.6	2.19	0.64
4x4	4	1.6	2.5	0.64
4.5x4	4.5	1.6	2.81	0.64
4.5x4.5	4.5	1.6	2.81	0.64



Zona del Grafico	Sostenimiento Recomendado (Modificado del Original)
Zona "A"	Sostenimiento no requerido
Zona "B"	Pernos puntuales a 1.5 - 3 m
Zona "C"	Pernos instalados sistemáticamente a 1.0 - 1.5 m
Zona "D"	Pernos y Shotcrete, Pernos a 1 m
Zona "E"	Pernos y Shotcrete con Fibras, Pernos a 0.5 - 1.0 m
Zona "F"	Arcos de Acero, Shotcrete con Fibras > 15 cm, Pernos 0.5 - 1.0 m
Zona "G"	Arcos de Acero y Concreto

Del grafico concluimos que todas la secciones se encuentran en la zona D , por lo tanto el sostenimiento que se recomienda previo visto bueno del geomecanico es el de pernos espaciados a 1m y shotcrete de 2" de espesor.

Para poder realizar el análisis en el Phases y Rocsupport previamente se hizo un análisis en el Roclab. Este análisis se realizo considerando los tipos de rocas por

donde se van a excavar el XC-410. En roca volcánica (andesita) y rocas metamórficas (cuarcitas).

Figura 12. Este análisis se realizó considerando roca volcánica andesita.

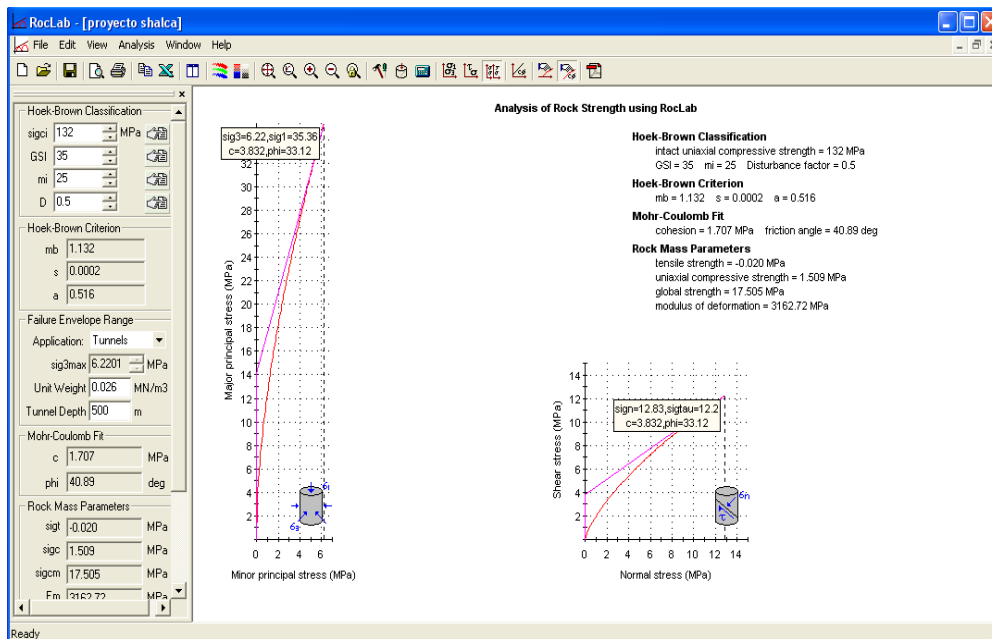
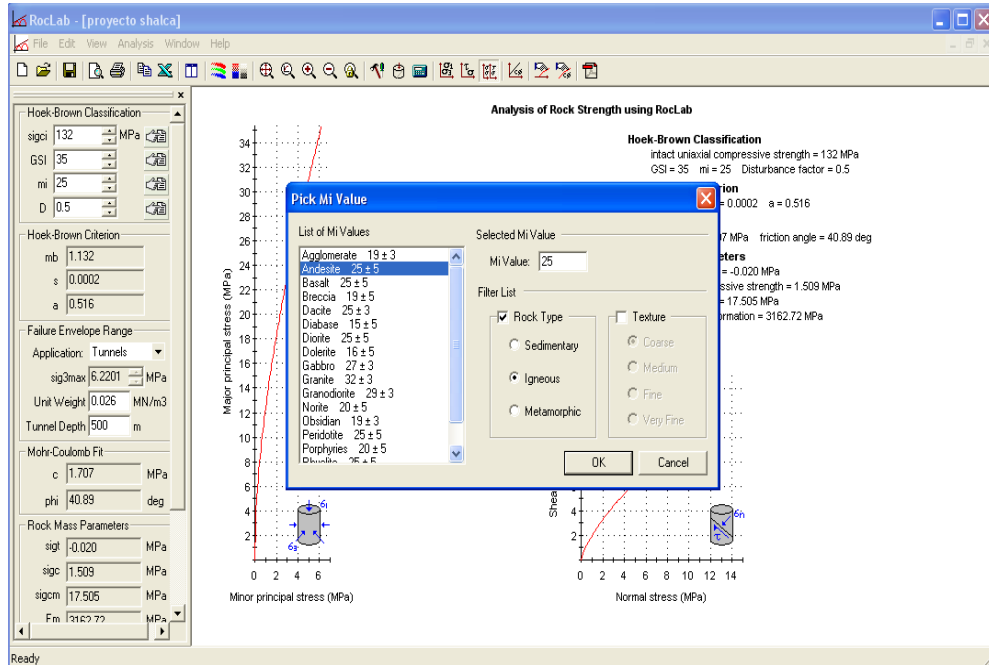
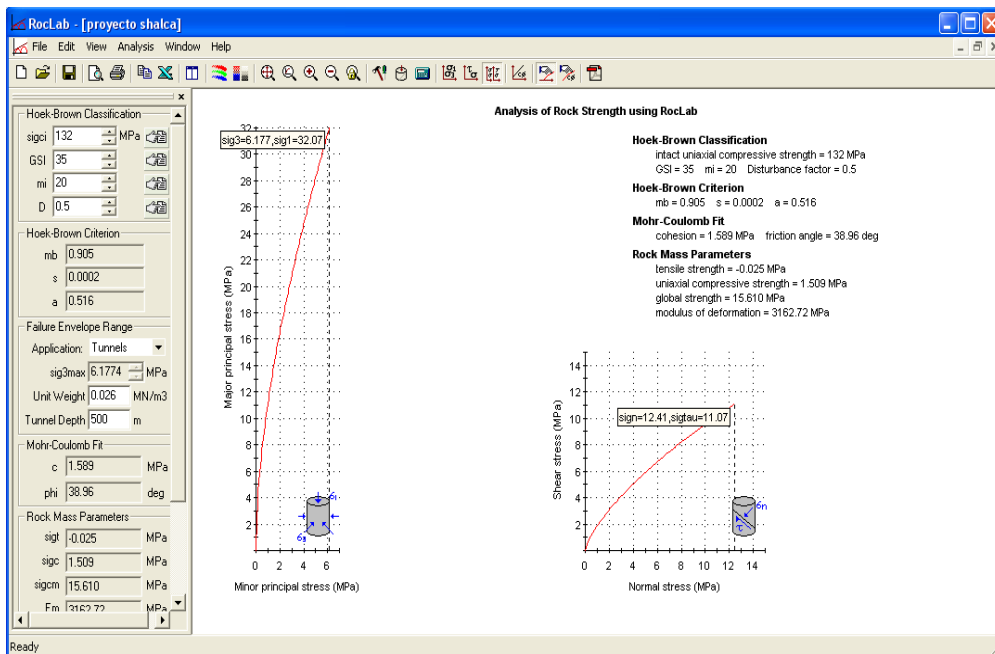
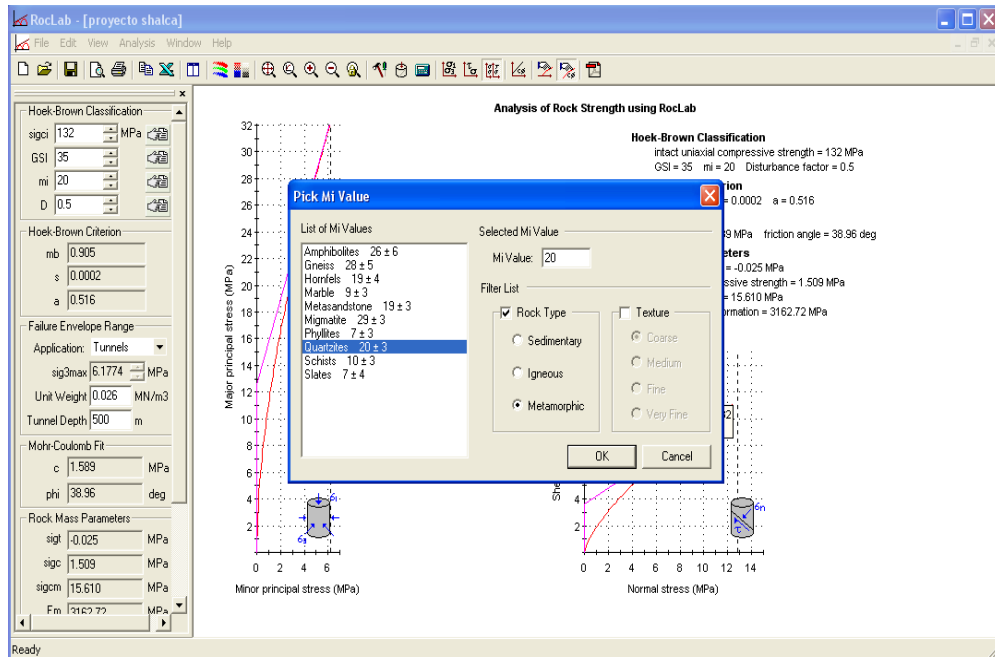


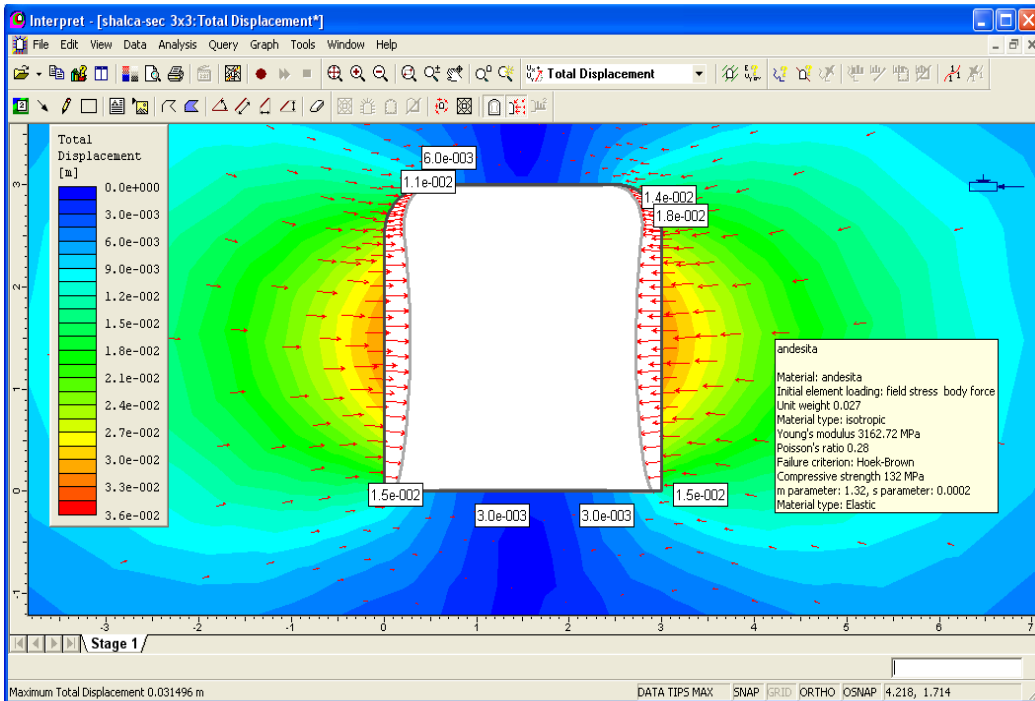
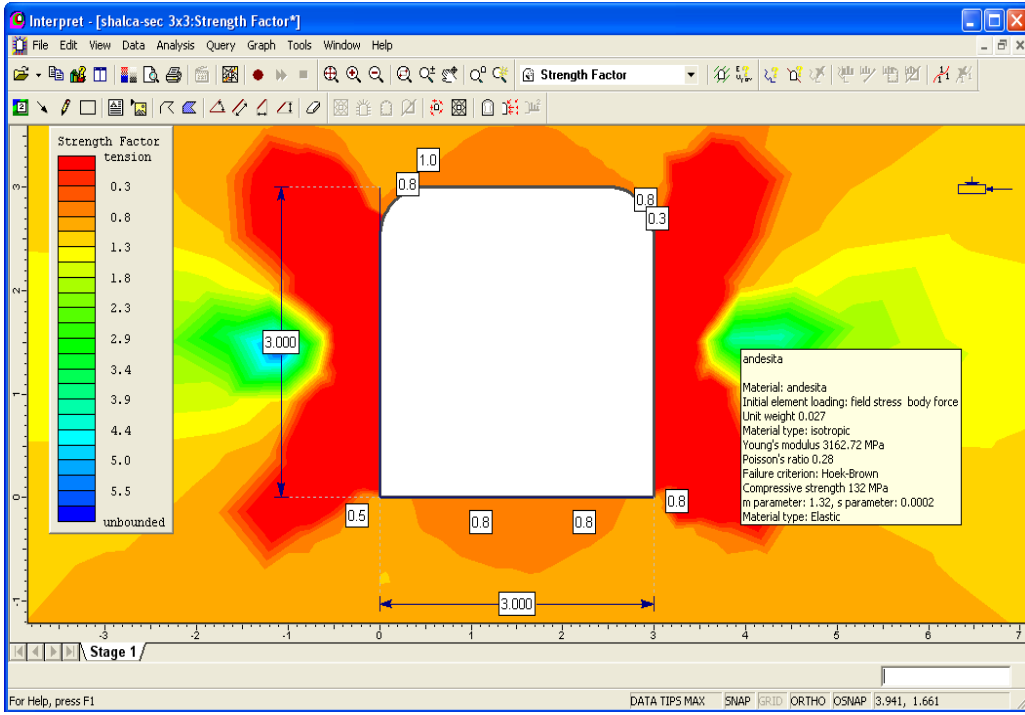
Figura 13. Analisis para roca metamorfica cuarcita.



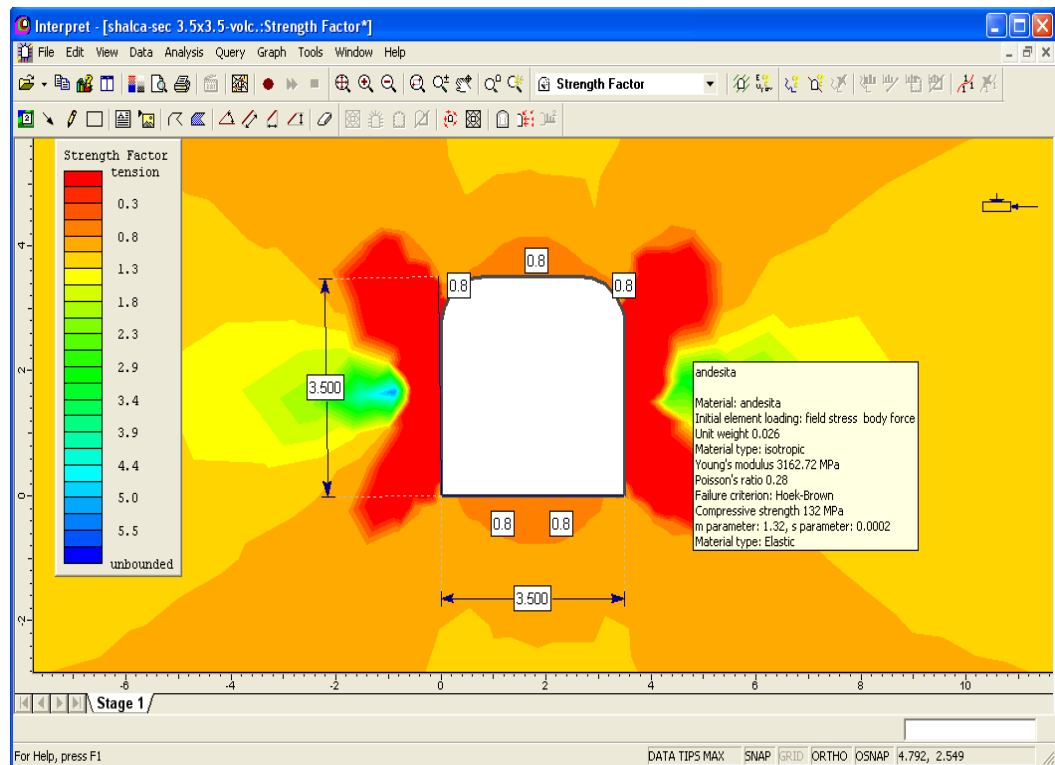
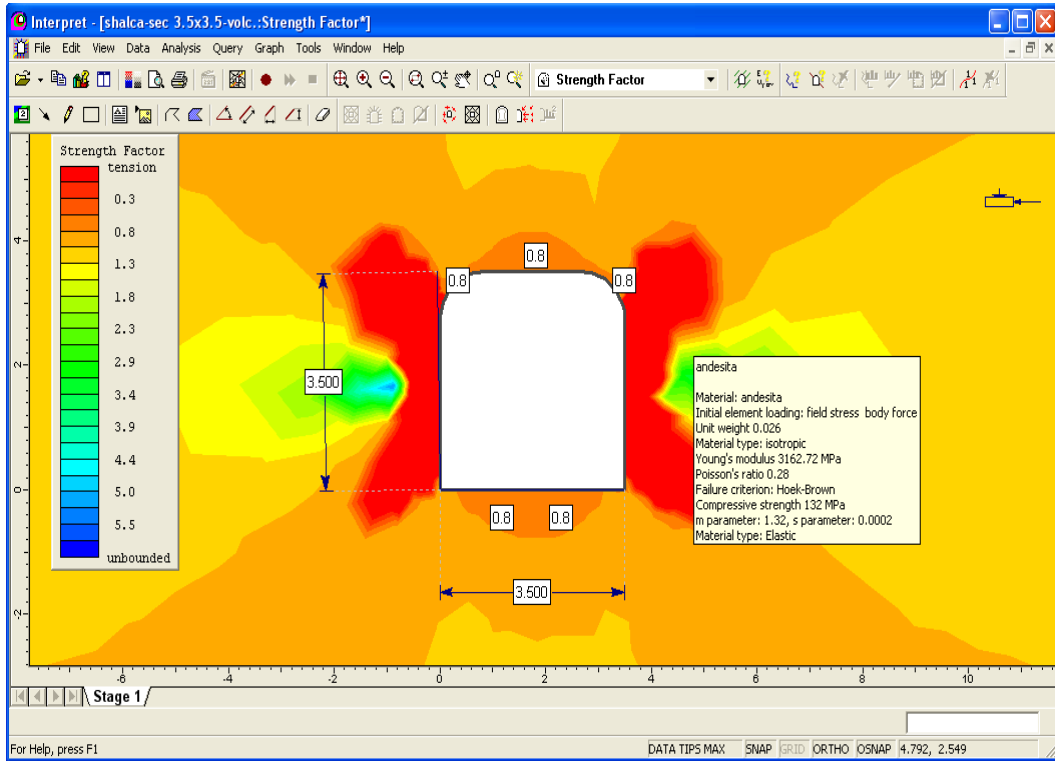
tipo roca	S1	S3	MN/m3	SZ
volcánica-Andesita	35.36	6.22	0.026	13
metamórfica-Cuarcita	32.07	6.17	0.027	13.5

Para el análisis tomaremos los esfuerzos mayores. Analizaremos en el Phases 2.0 de las excavaciones de todas las secciones programadas.

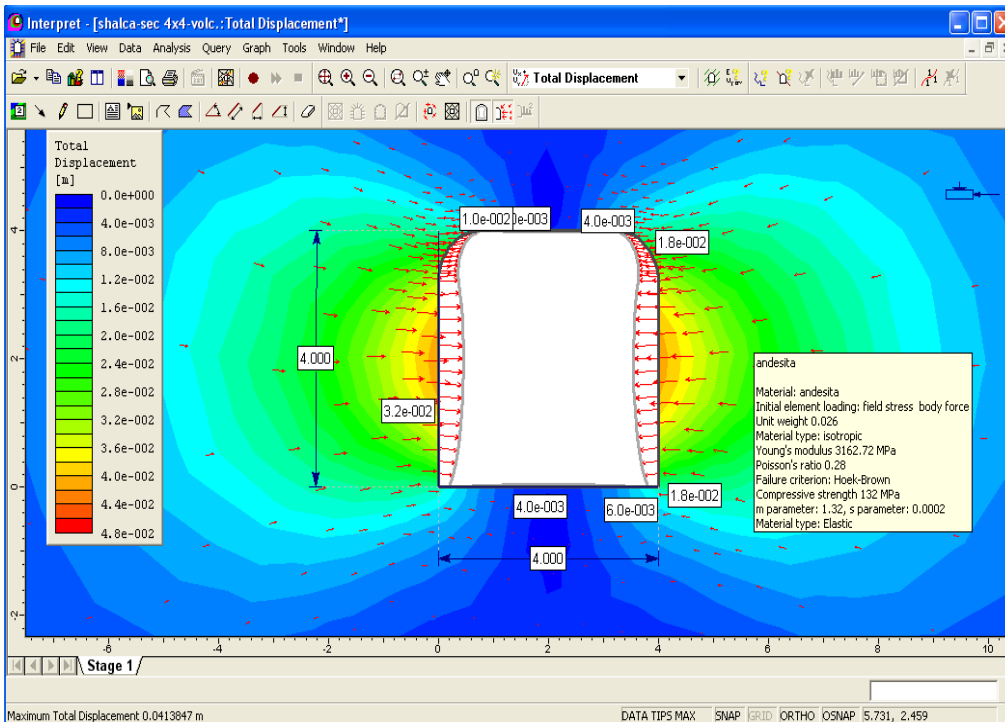
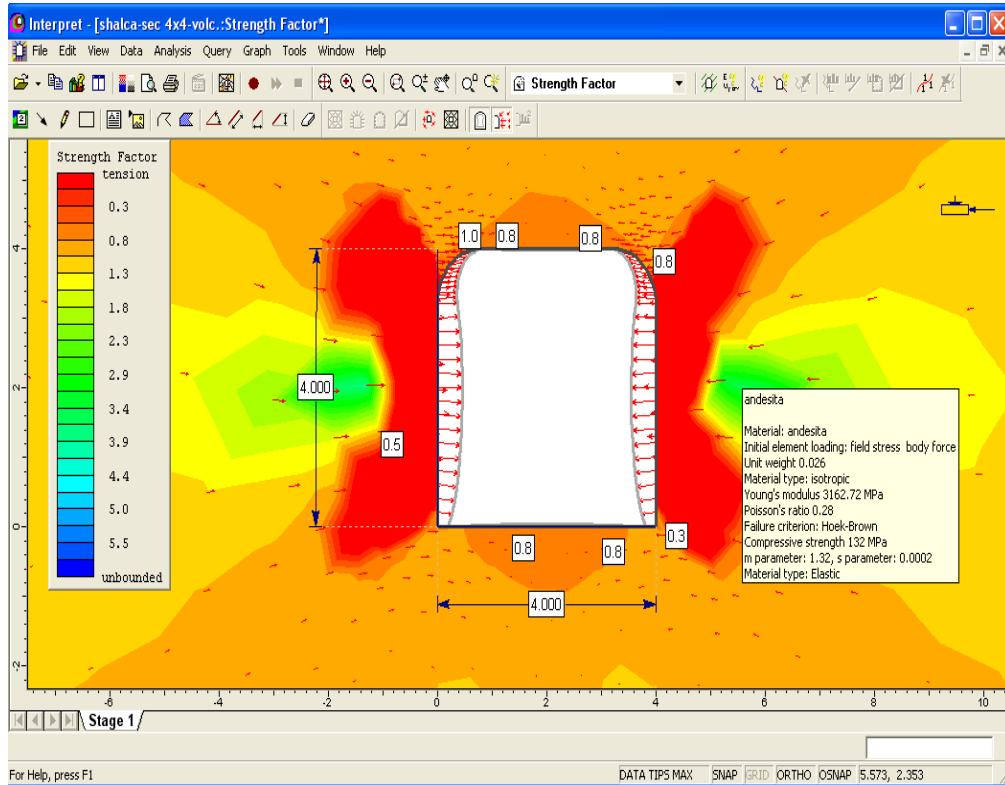
Para Sección 3.0 x 3.0 m.



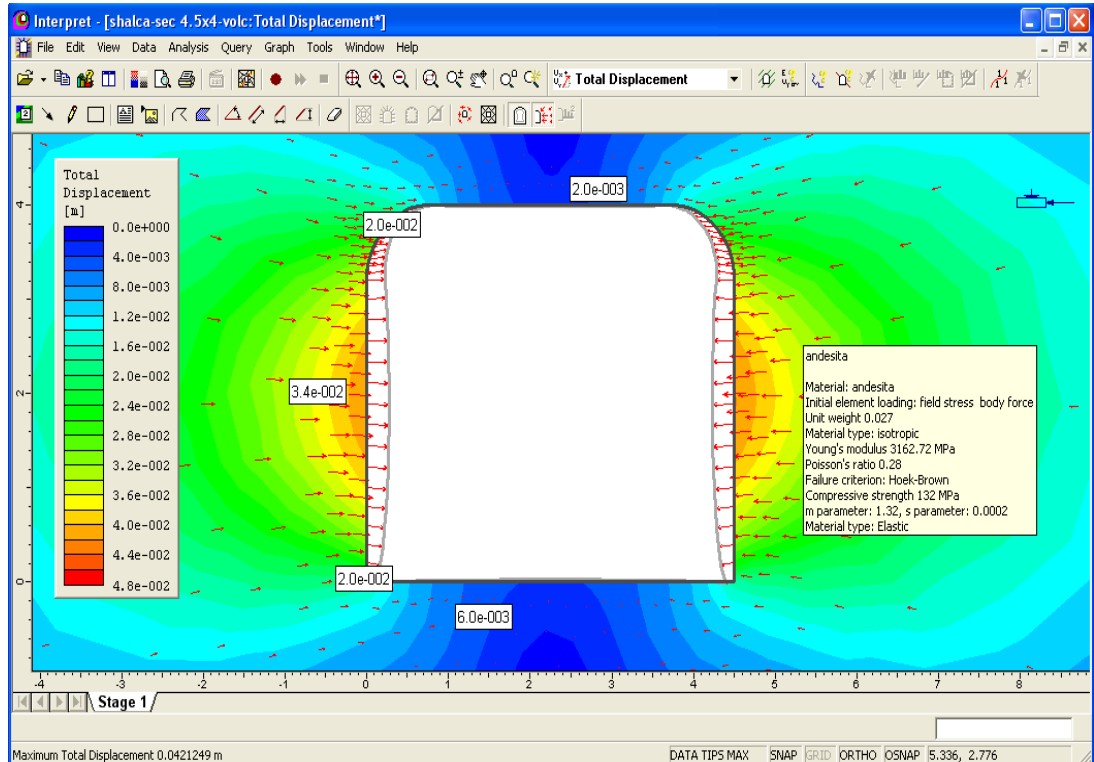
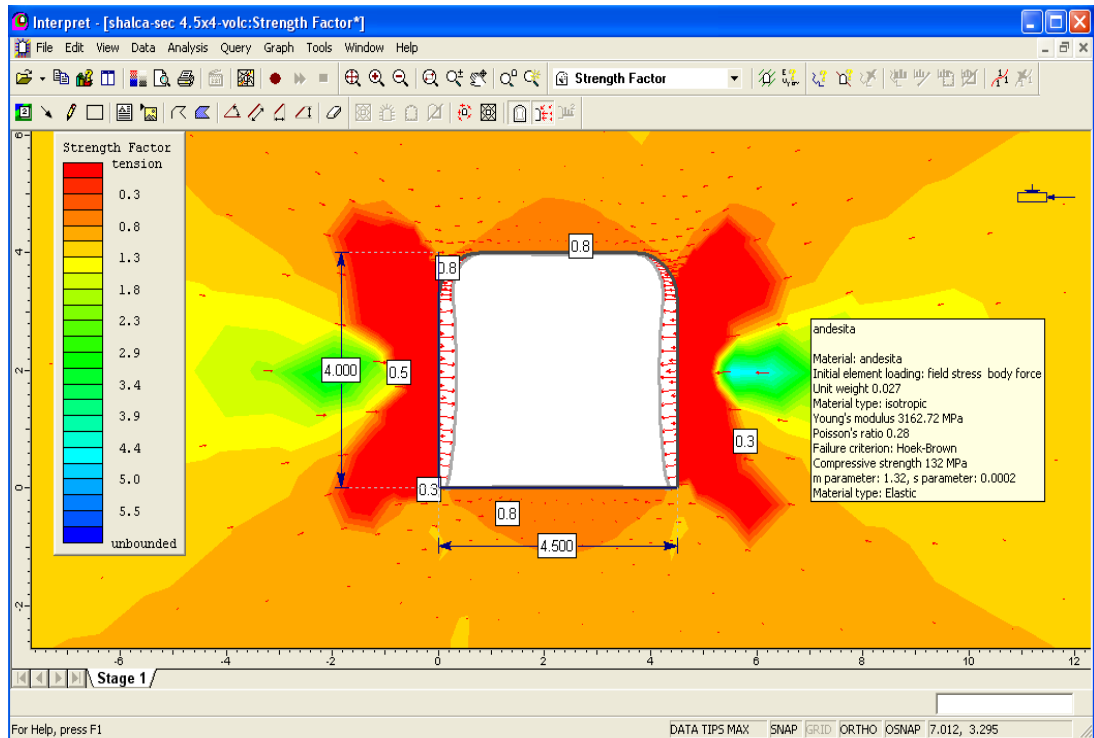
Para Sección 3.5 x 3.5 m.



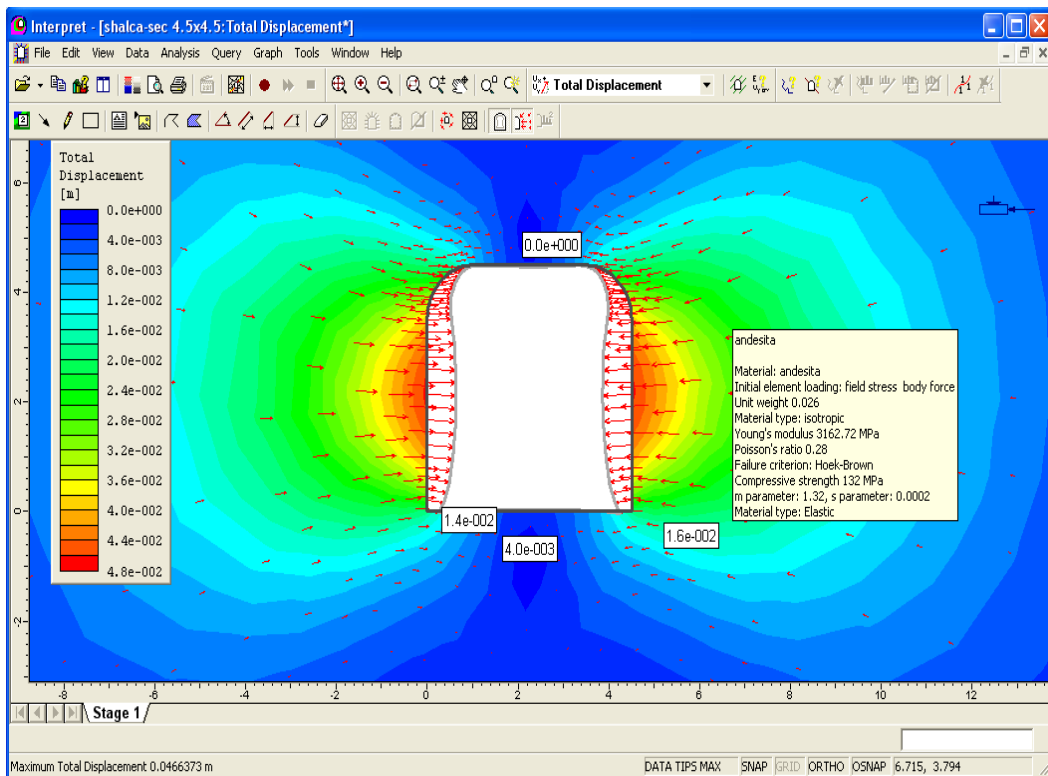
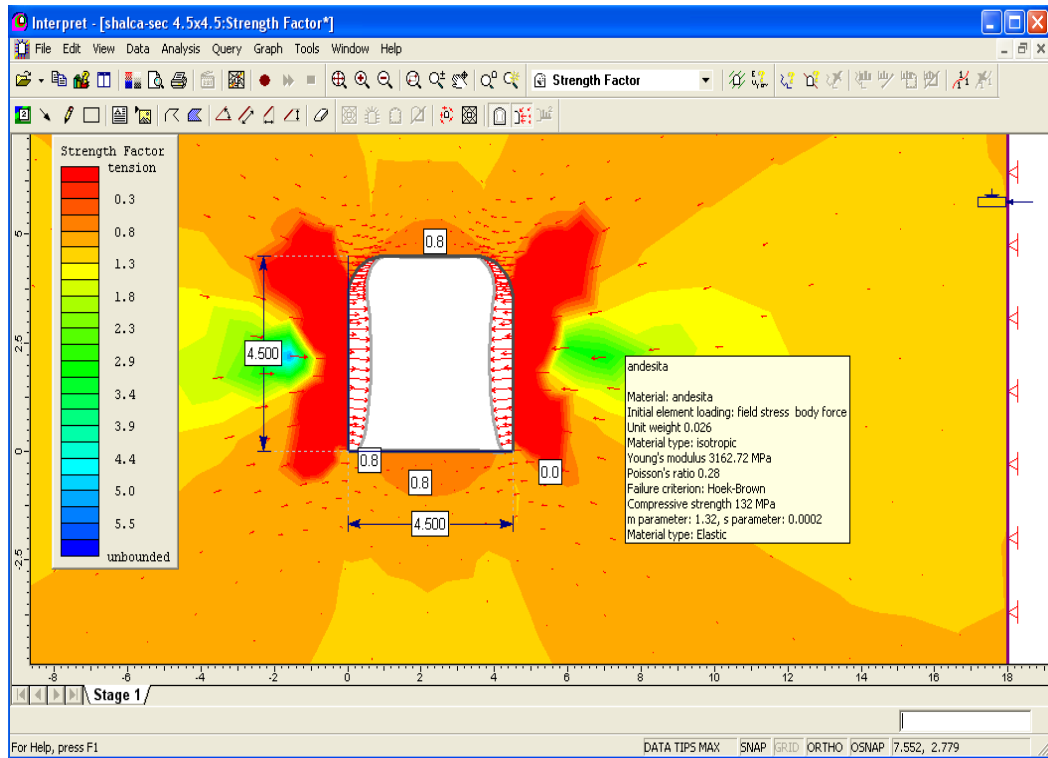
Para Sección 4.0 x 4.0 m.



Para Sección 4.5 x 4.0 m.



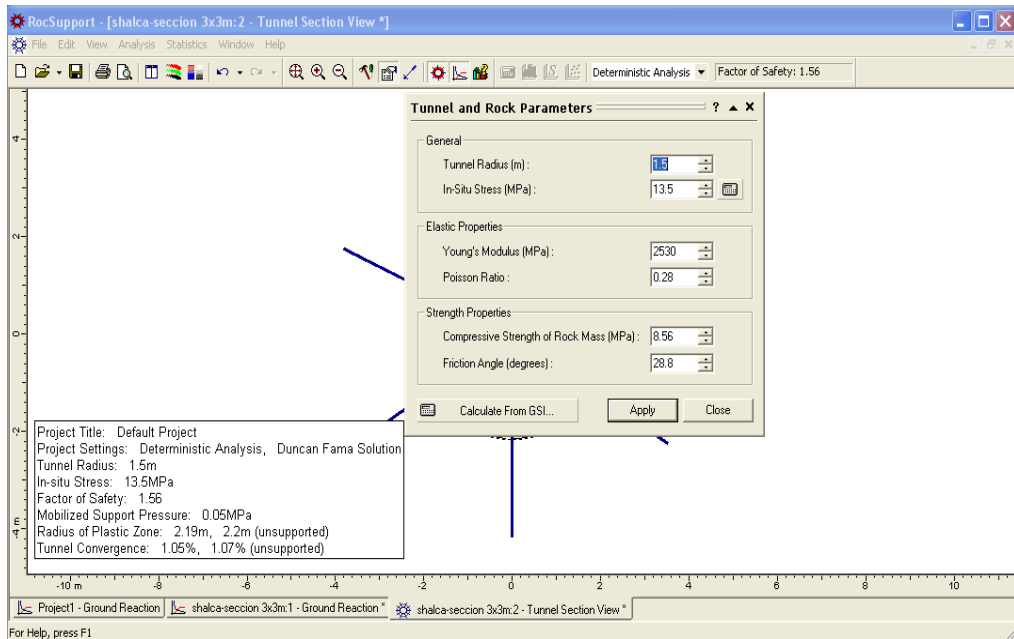
Para Sección 4.5 x 4.5 m.



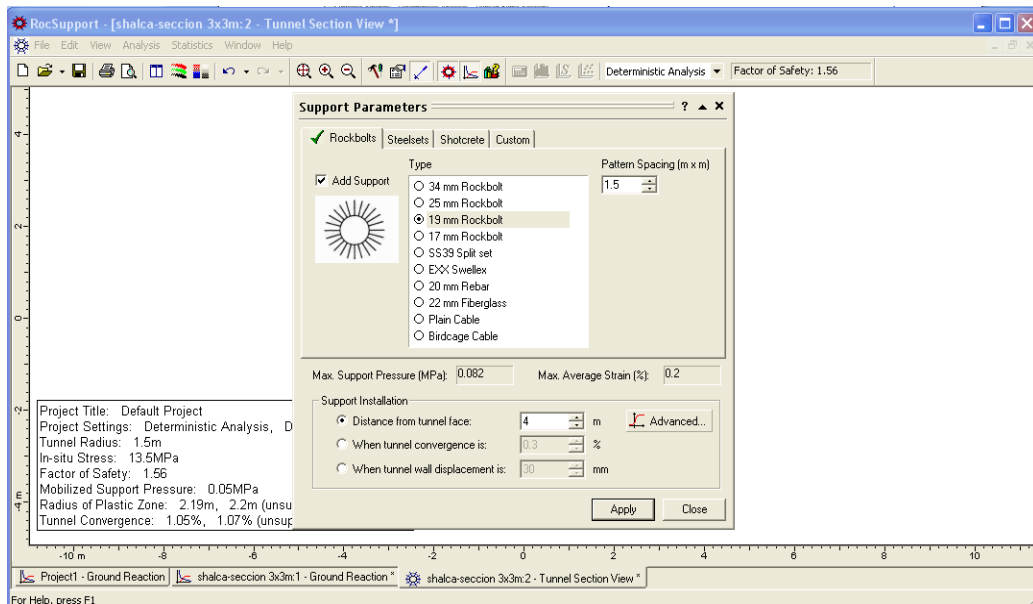
Factor de seguridad. - Para el análisis de factor de seguridad complementaremos el análisis del Phases 2.0 con el Rocsupport 3.0.

Para una sección de 3.0 m. x 3.0 m.

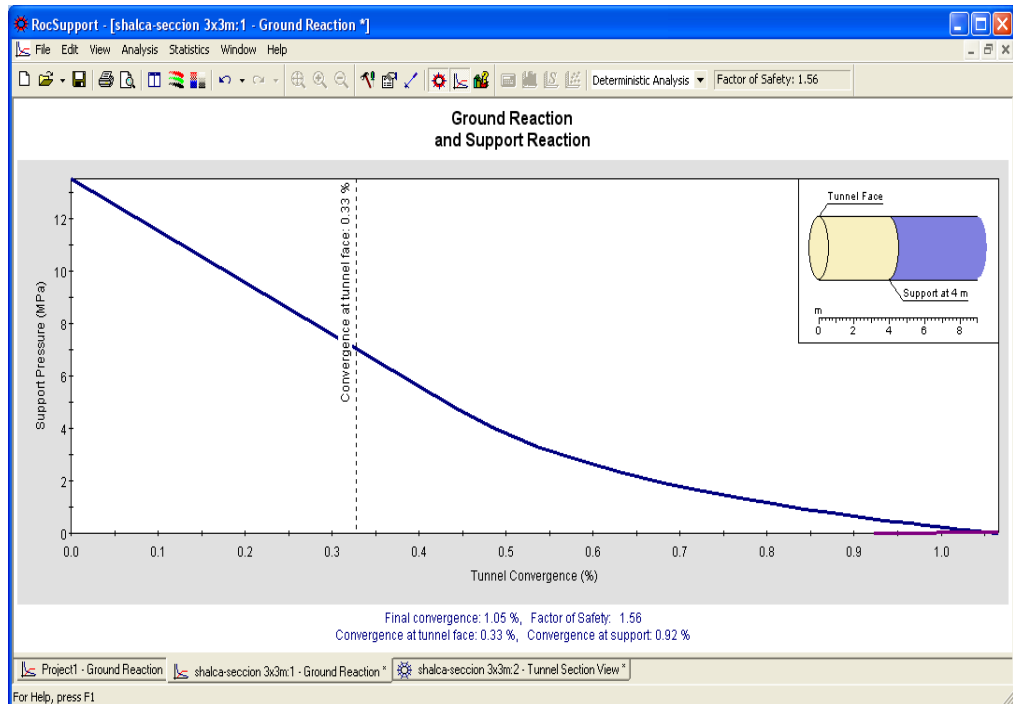
Parámetros de la roca de túnel.



Parámetros de sostenimiento (Perno de 19mm con espaciamiento de 1m y shotcrete de 50 mm de espesor).

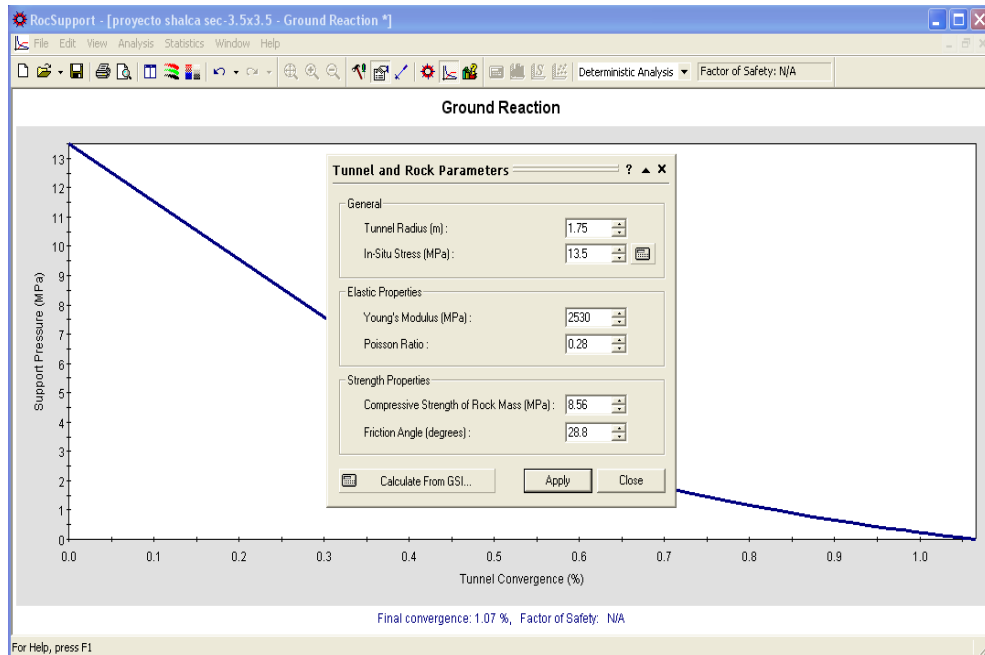


Factor de seguridad: 1.56 aplicando el sostenimiento con perno según los parámetros señalados.



Para una sección de 3.5 m. x 3.5 m.

Parámetros de la roca de túnel.



Parámetros de sostenimiento.

Support Parameters

Rockbolts
 Steelsets
 Shotcrete
 Custom

Add Support

Thickness (mm)	Age (days)	UCS (MPa)
<input type="radio"/> 1000	28	35
<input type="radio"/> 300	28	35
<input type="radio"/> 150	28	35
<input type="radio"/> 100	28	35
<input checked="" type="radio"/> 50	28	35
<input type="radio"/> 50	3	11
<input type="radio"/> 50	0.5	6

Max. Support Pressure (MPa): 1.283 Max. Average Strain (%): 0.15

Support Installation:

- Distance from tunnel face: 3 m
- When tunnel convergence is: 0.3 %
- When tunnel wall displacement is: 30 mm

Support Parameters

Rockbolts
 Steelsets
 Shotcrete
 Custom

Add Support

Type: 19 mm Rockbolt

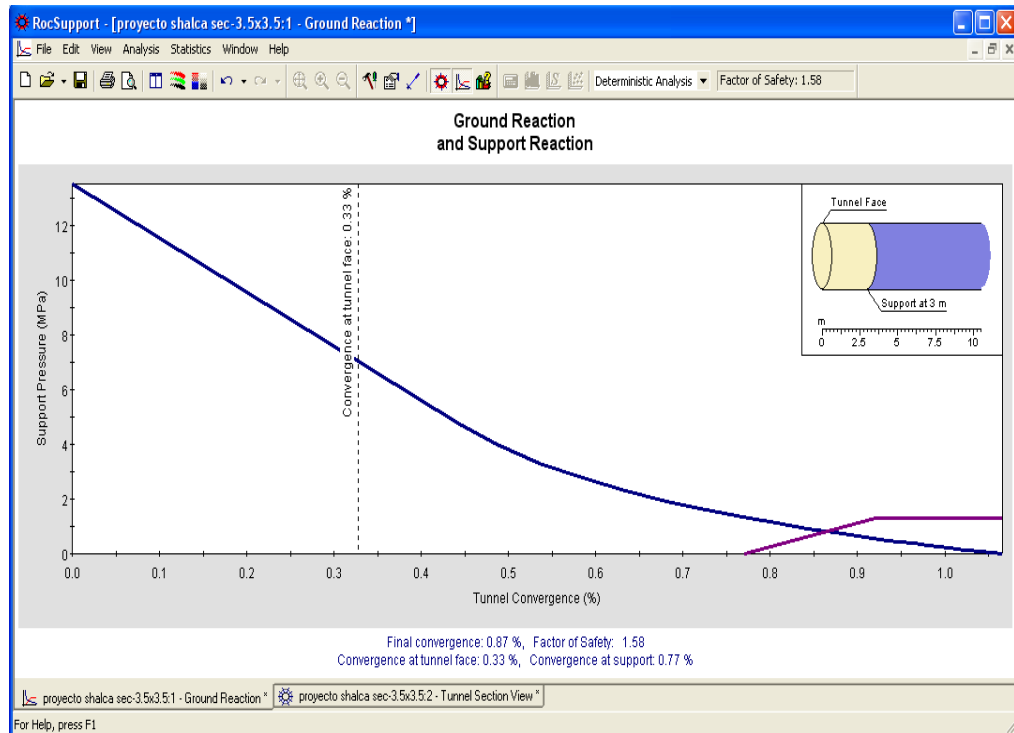
Pattern Spacing (m x m): 1

Max. Support Pressure (MPa): 1.283 Max. Average Strain (%): 0.15

Support Installation:

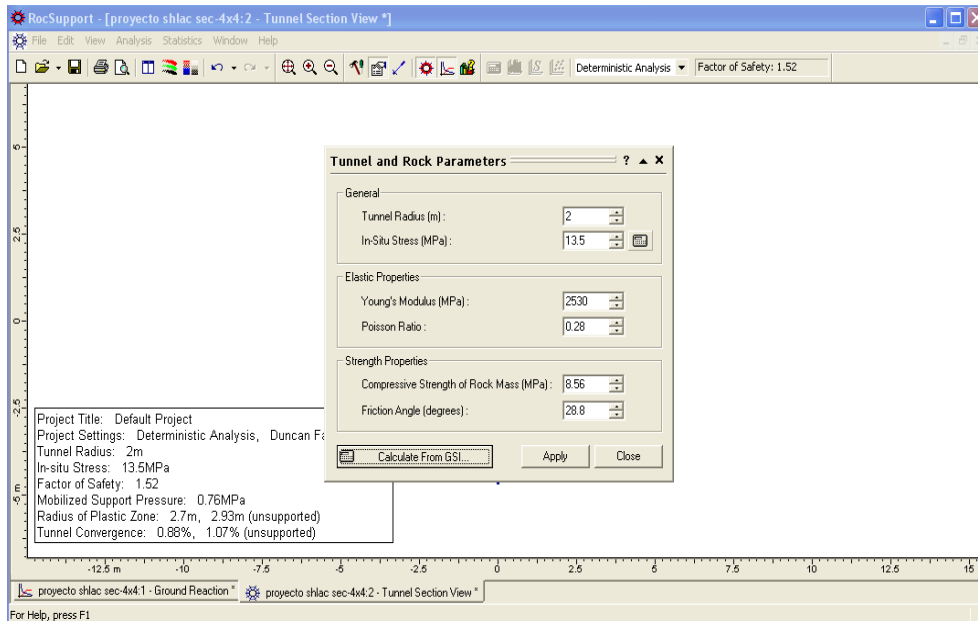
- Distance from tunnel face: 3 m
- When tunnel convergence is: 0.3 %
- When tunnel wall displacement is: 30 mm

Factor de seguridad: 1.58 aplicando el sostenimiento con perno y shotcrete según los parámetros señalados.

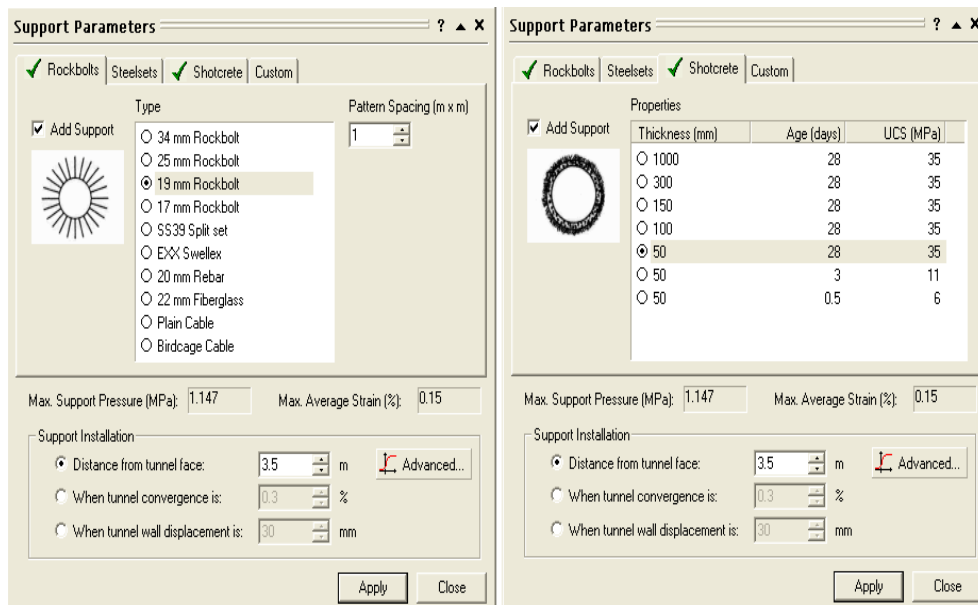


Para una sección de 4.0 m. x 4.0 m.

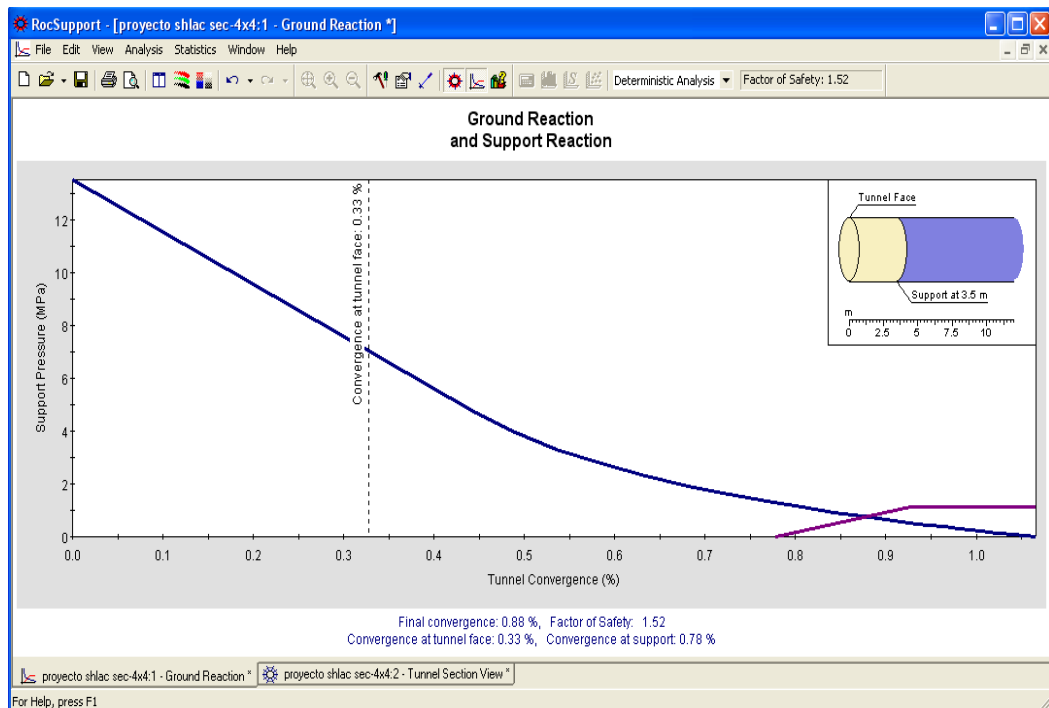
Parámetros de la roca de túnel.



Parámetros de sostenimiento. (Perno de 19mm y shotcrete de 50mm de espesor).

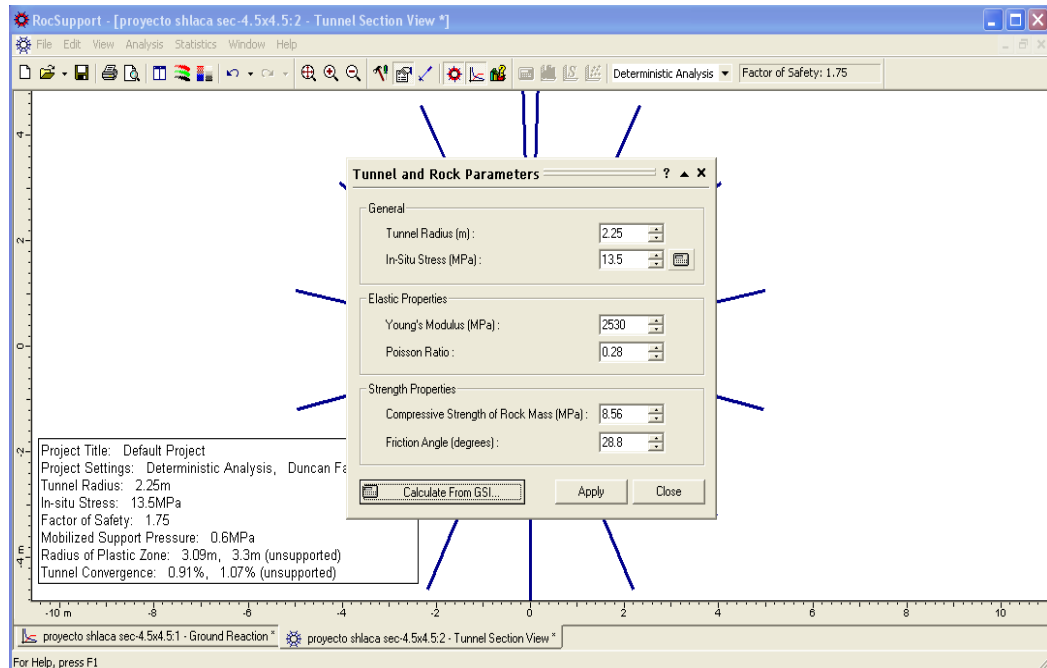


Factor de seguridad: 1.52, aplicando el sostenimiento con perno y shotcrete con los parámetros señalados.

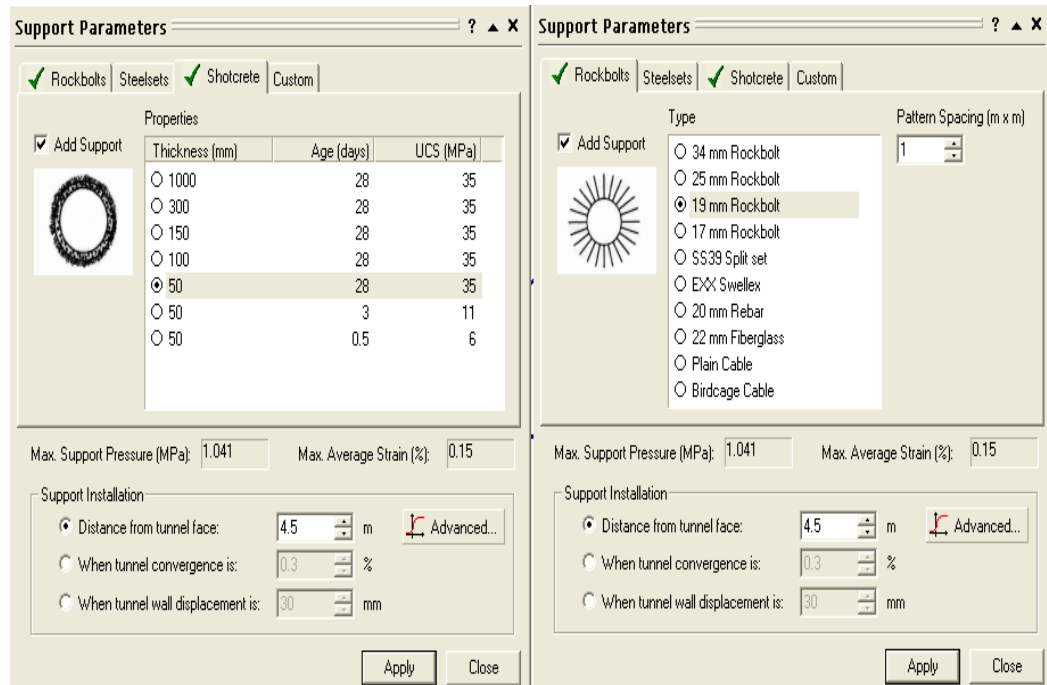


Para una sección de 4.5 m. x 4.5 m.

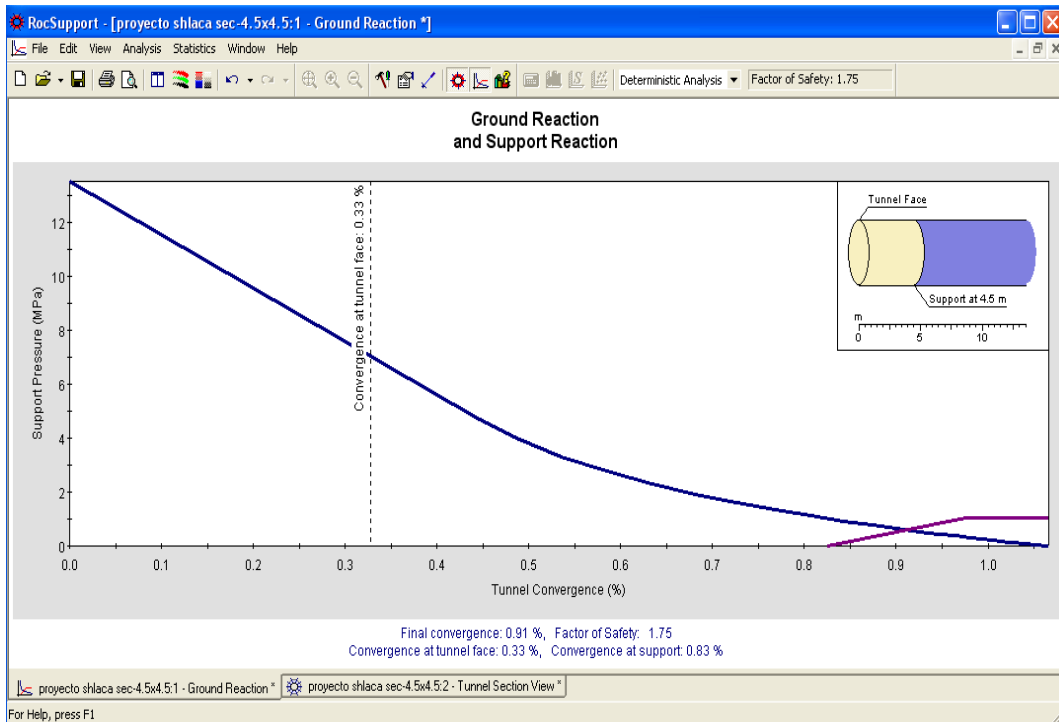
Parámetros de la roca de túnel.



Parámetros de sostenimiento.



Factor de seguridad: 1.75 (sostenimiento con perno y shotcrete según los parámetros señalados)



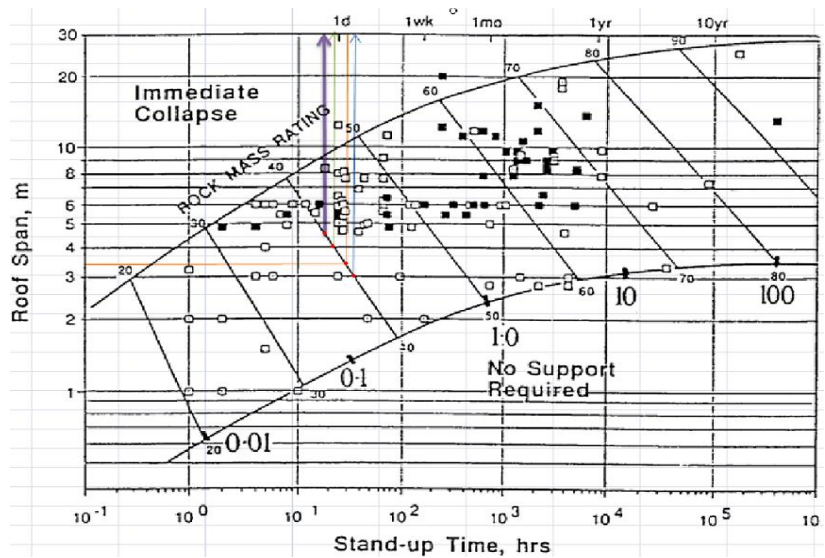
4.2.2.2. Labores Temporales.

Analizaremos el tiempo de auto soporte para las siguientes secciones:

- 3x3m
- 3.5x3.5m
- 4x4m
- 4.5x4m □
- 4.5x4.5m

ESR: 3-5 para labores temporales.

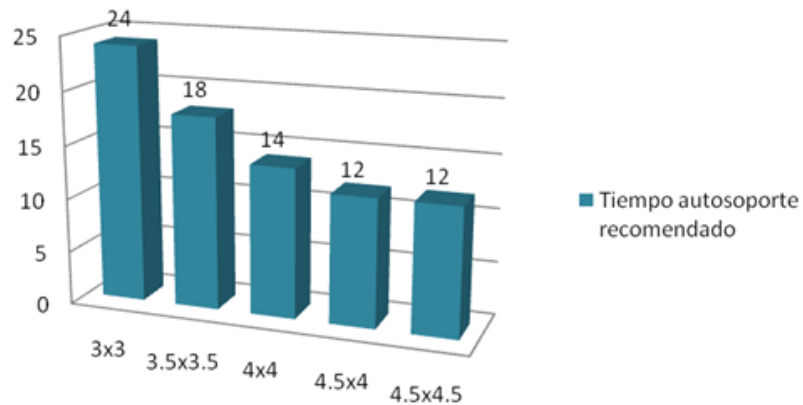
Figura 14. Tiempo de auto soporte: considerando el ancho de la sección. Para labores temporales.



De la grafica podemos determinar que el tiempo de autosoporte de cada una de las secciones:

sección	Tiempo autoaporte recomendado	Tiempo autoaporte según tabla
3x3	24	36
3.5x3.5	18	28
4x4	14	22
4.5x4	12	18
4.5x4.5	12	18

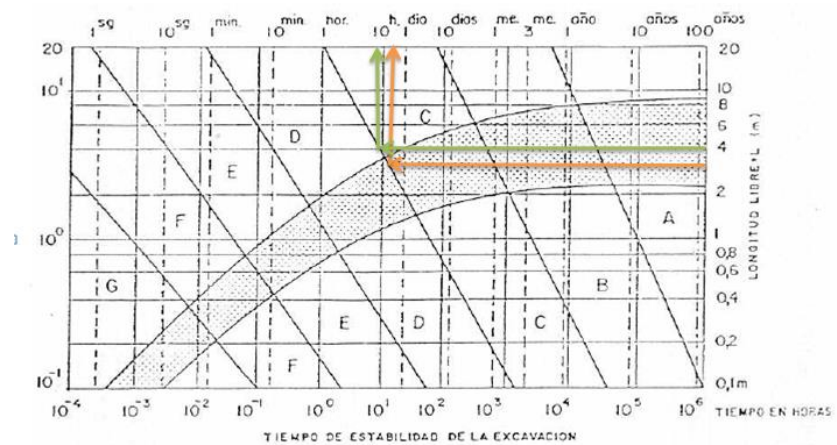
Tiempo autoaporte recomendado



De la gráfica obtenemos los tiempos de autoaporte para cada sección pero por efectos de mayor seguridad se recomienda tiempos menores a los obtenidos en tabla considerados en el autoaporte debido a la que condición geológica y geomecánica del macizo puede variar con frecuencia, para ello un mejor análisis se requiere la apreciación del geomecánico en campo.

También evaluaremos el tiempo de autoaporte en relación con los metros de avance sin sostenimiento.

Figura 15. Tiempo de autoaporte considerando los metros de avance sin sostenimiento.



Del gráfico podemos deducir que el tiempo de autoaporte para un avance de 3 metros sin sostenimiento es de aproximadamente de 14 horas, mientras que el tiempo de autoaporte para un avance de 4 metros sin sostenimiento es de aproximadamente 9 horas.

Análisis de sostenimiento.

Para llevar a cabo este análisis utilizamos el método gráfico de Barton, además de la ayuda del Phases 2.0. Analizaremos el sostenimiento para ambas secciones (3x3m y 4.5x4m).

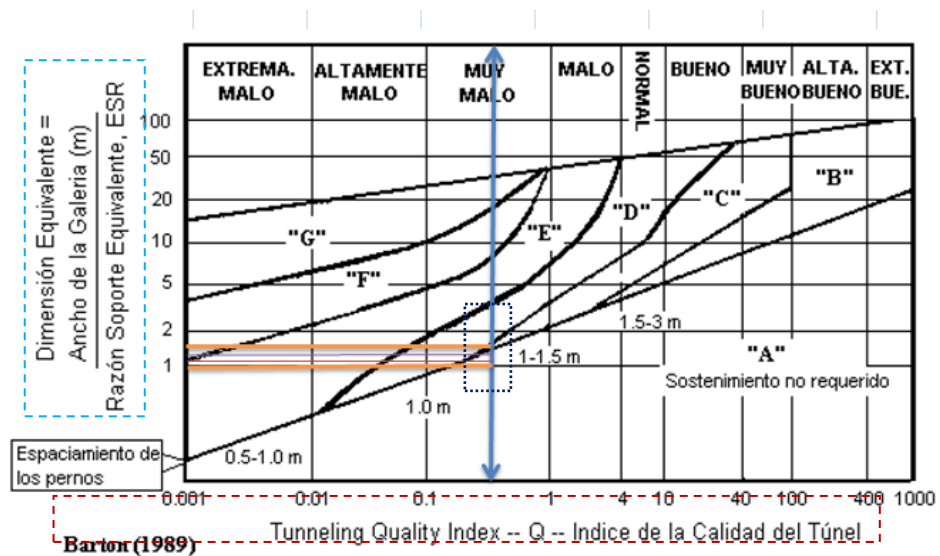
Ancho de sección: 3m, 3.5m, 4m y 4.5m respectivamente.

D.E=ancho de sección/ESR.

ESR: 3 RMR= 9LnQ'+44

Q= 0.64

sección	Ancho	ESR	D.E	Q
3x3	3	3	1	0.64
3.5x3.5	3.5	3	1.17	0.64
4x4	4	3	1.33	0.64
4.5x4	4.5	3	1.5	0.64
4.5x4.5	4.5	3	1.5	0.64



Zona del Grafico	Sostenimiento Recomendado (Modificado del Original)
Zona "A"	Sostenimiento no requerido
Zona "B"	Pernos puntuales a 1.5 - 3 m
Zona "C"	Pernos instalados sistemáticamente a 1.0 - 1.5 m
Zona "D"	Pernos y Shotcrete, Pernos a 1 m
Zona "E"	Pernos y Shotcrete con Fibras, Pernos a 0.5 - 1.0 m
Zona "F"	Arcos de Acero, Shotcrete con Fibras > 15 cm, Pernos 0.5 - 1.0 m
Zona "G"	Arcos de Acero y Concreto

En la grafica observamos las secciones que se encuentran menores a 4.5 m de abertura se ubican en una zona estable, requiriendo sostenimiento con pernos puntuales según la evaluación de el geomecánico en campo, y las secciones de 4.5 m de abertura se encuentran en la zona C es decir que requerirá pernos instalados sistemáticamente a 1.0 -1.5 m.

4.3. PRUEBA DE HIPOTESIS

La presente investigación es exploratoria, descriptiva y aplicada, por lo que las pruebas de hipótesis se plantean por el cumplimiento de los objetivos, teniendo en cuenta la discusión de los resultados, como se muestran a continuación.

OBJETIVO GENERAL.

Realizar el modelo geomecánico por los métodos empíricos y numéricos estableciendo una metodología técnica, que constituya una herramienta para evaluar el dimensionamiento de la sección efectiva de avance en el XC-410, y la optimización del relleno en pasta con la colocación de pernos de anclaje para el sostenimiento efectivo.

OBJETIVOS ESPECIFICOS

- Determinar el tipo de roca y propiedades mecánicas del macizo rocoso
- Aplicar la caracterización geomecánica en el XC-410 para diseñar el sostenimiento en el proceso de excavación.
- Asegurar condiciones adecuadas de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado del XC-410, apoyando así al diseño, planeamiento y operación de la misma, lo cual contribuirá a mejorar los estándares de seguridad y eficiencia de la operación minera.

4.4. DISCUSION DE RESULTADOS

Dada la relación planteada y luego de ser corroboradas con los resultados obtenidos, el control de los elementos de sostenimiento será una estrategia de vital importancia que permitirá verificar las suposiciones iniciales adoptadas durante el diseño del sostenimiento, así como asegurar el rendimiento de los diversos elementos de soporte y refuerzo que se van a instalar en el macizo rocoso.

Se establecerán procedimientos adecuados de control de calidad, que el operador de la mina debe desarrollar e implementar formalmente para que la gestión de la calidad pueda ser adoptada como un procedimiento normal de trabajo seguro. Estos procedimientos deberán ser transmitidos a la totalidad de los trabajadores como un método fundamental para eliminar los riesgos que podrían ocasionar las condiciones por debajo de los estándares ocasionadas por prácticas no adecuadas en la instalación del soporte y que afectarán su rendimiento como elemento de soporte.

CONCLUSIONES

1. Para labores permanentes en la ejecución del crucero XC-410, de acuerdo a la condición litológica del terreno, el tiempo de autoaporte para un avance de 3 metros sin sostenimiento es de aproximadamente de 14 horas, mientras que el tiempo de autoaporte para un avance de 4 metros sin sostenimiento es de aproximadamente 9 horas. Esto es en cuanto al avance que se proyecta en cualquiera de las secciones establecidas.
2. Todas las secciones se encuentran en una zona D, donde se requieren de acuerdo a la evaluación geomecánica realizar el sostenimiento con pernos espaciados a 1 metro y lanzado de shotcret de 2" de espesor.
3. Para labores temporales en la ejecución del crucero XC-410, de acuerdo a la condición litológica del terreno, es similar al permanente ya que el tiempo de autoaporte para un avance de 3 metros sin sostenimiento es de aproximadamente de 14 horas, mientras que el tiempo de autoaporte para un avance de 4 metros sin sostenimiento es de aproximadamente 9 horas.
4. Las secciones que se encuentran menores a 4.5 metros de abertura se ubican en una zona estable, requiriendo sostenimiento con pernos puntuales y las secciones de 4.5 metros de abertura se encuentran en la zona C, donde se tienen que instalar por factor de terreno pernos sistemáticos a 1 - 1.5 metros.

RECOMENDACIONES

1. Para la realización de labores permanentes en el XC-410, el sostenimiento que se recomienda previo visto bueno del geomecánico es el de pernos espaciados a 1m y shotcrete de 2" de espesor.
2. Para la realización de labores temporales en el XC-410, de acuerdo a las secciones menores a 4.5 metros de abertura se requieren sostenimiento con pernos puntuales según la evaluación de el geomecánico en campo, y para las secciones de 4.5 metros de abertura se requieren pernos instalados sistemáticamente de 1-1.5 metros.

REFERENCIA BIBLIOGRAFICAS

1. BIENIAWSKI. Z. T. Geomechanic classification of rock masses and its application to tunneling. Proc. III. Tnt. Congress for Rock Mechanic. ISMR. Vol IIA. 1974.
2. BLANCO, T. R y M. P. CARTAYA. Estimación de la resistencia de las rocas. Minería y Geología (Moa). No.1. 2000.
3. D.F. Coates, Fundamentos de Mecánica de Rocas. Dpto. de Minas De Canadá, Toronto, 1974
4. David Córdova Rojas, "MANUAL MECÁNICA DE ROCAS", Universidad Nacional de Ingeniería - UNI, Lima, Perú – 2004.
5. DE LA SOTA. P. G. Aplicación de la geomecánica a los refuerzos en roca con el desarrollo de las minas. Minería. No. 242, Julio – agosto 1996. (6- 12 p).
6. Edwin Calcina Bedoya, TESIS "Diseño y sostenimiento del BYPASS (Nv. 3340) para optimisar la seguridad de las operaciones en la mina Chimpo".
7. Hoek, Rock Engineering Course Notes, Rocscience Edt. 2000.
i.Hoek E. And Brown, ET. "EXCAVACIONES SUBTERRÁNEAS EN ROCA" México, 1980.
8. Natalio De La Cruz B.; Fredy Jaimes S.; INGEMMET: Memoria Descriptiva de la revisión y actualización del cuadrángulo de Canta (23-j)- cuadrante 1.
9. PHILLIPS. F. C. la aplicación de las proyecciones estereográficas en geología estructural. Madrid: BLUME. 1975.125p.

10. Ríos, Ayala, J. (2010): Informe de la geología regional del distrito Huarón-Animón-Alpamarca-Carhuacayan, Pasco, Perú.
11. Volcan Compañía Minera: Plan anual 2012.