



FACULTAD DE INGENIERÍA

CARRERA DE INGENIERÍA DE MINAS

“DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN FUNCIÓN A LA EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL NIVEL 01, DE UNA MINA DE CAJABAMBA, 2022”

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autores:

Ralfs Fonziearely Cabrera Araujo

Heirich Pedro Sotomayor Villar

Asesor:

Ing. Daniel Alejandro Alva Huamán

Cajamarca – Perú

2022

DEDICATORIA

La presente tesis la dedico a nuestras familias y amigos, principalmente a nuestros padres que han sido un pilar fundamental en nuestra formación académica como profesionales, por brindarnos toda la confianza, consejos, oportunidades y los recursos para poder lograr nuestras metas, gracias a todos los mencionados por estar los buenos y malos momentos brindándonos su apoyo incondicional, comprensión y paciencia.

AGRADECIMIENTO

Agradezco a Dios por habernos dado una familia, amigos y compañeros a lo largo de nuestra realización como profesionales en esta apasionante carrera de ingeniería de minas, siempre nos han dado ese aliento y apoyo para poder seguir adelante.

Agradezco también a nuestros maestros en especial consideración al Ing. Daniel Alva Guamán quien ha sido un apoyo condicional en nuestra formación profesional.

Un agradecimiento a Monkey D. Luffy me enseñó que la vida es una oportunidad perfecta para luchar por nuestros sueños, y que siempre es mejor sonreír ante los problemas y nunca rendirse.

TABLA DE CONTENIDO

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO.....	iii
TABLA DE CONTENIDO.....	iv
ÍNDICE DE FIGURAS.....	vi
ÍNDICE DE TABLAS	vii
RESUMEN.....	8
CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN	9
1.1. Realidad Problemática.....	9
1.2. Formulación del problema	12
1.3. Objetivos	12
1.3.1. Objetivo general	12
1.3.2. Objetivos específicos.....	12
1.4. Hipótesis.....	13
1.4.1. Hipótesis General	13
CAPÍTULO II. METODOLOGÍA.....	14
2.1. Tipo de investigación	14
2.2. Población y muestra (Materiales, Instrumentos y métodos)	14
2.2.1. Población.....	14
2.2.2. Muestra.....	14
2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos	14
2.4. Procedimiento	14
2.5. Ubicación	15
CAPÍTULO III. RESULTADOS	16
3.1. Calidad de los macizos rocosos del Nivel 1 de la mina de Cajabamba.....	16
3.2. Estación 1	16
3.2.1. Sistemas de Clasificación	16
3.2.2. Diámetro equivalente.....	16
3.2.3. Tiempo de auto soporte (T.A.S.)	17
3.2.4. Análisis con el programa RocData – Rocscience.....	18
3.2.5. Análisis con el Programa Unwedge – Rocscience	19
3.2.6. Análisis del Programa Phase 2 – Rocscience	22
3.3. Estación 2.....	23
3.2.1. Sistemas de Clasificación	23
3.3.2. Diámetro equivalente De.....	24
3.3.3. Tiempo de auto soporte	25

3.3.4.	Análisis con el programa RocData – Rocscience.....	26
3.3.5.	Análisis con el Programa Unwedge – Rocscience	26
3.3.6.	Análisis con el Programa Phase 2 – Rocscience	29
3.4.	Estación 3.....	30
3.4.1.	Sistema de clasificación	30
3.4.2.	Diámetro equivalente De.....	31
3.4.3.	Tiempo de auto soporte	32
3.4.4.	Análisis con el programa RocData – Rocscience.....	33
3.4.5.	Análisis con el Programa Unwedge – Rocscience	33
3.4.6.	Aplicación del Programa Phase 2 – Rocscience.....	36
3.5.	Resumen de los resultados obtenidos en las estaciones 1,2 y 3	37
CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES		39
4.1.	Discusión.....	39
4.2.	Conclusiones	40
REFERENCIAS		41
ANEXOS.....		42
Anexo 1: RMR		42
Anexo 2: GSI.....		44
Anexo 3: Sistema Q de Barton.....		45
Anexo 4: Relación sostenimiento ESR		49
Anexo 5: Boca mina del socavón.....		50
Anexo 6: Toma de datos.....		50
Anexo 7: Estación 2		51
Anexo 8: Perfil de la mina.....		51
Anexo 9: Vista de Perfil de la mina		52
Anexo 10: Vista de Planta de la m		53

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.....	15
Figura 2.....	16
Figura 3.....	17
Figura 4.....	18
Figura 5.....	19
Figura 6.....	20
Figura 7.....	20
Figura 8.....	21
Figura 9.....	22
Figura 10.....	22
Figura 11.....	24
Figura 12.....	25
Figura 13.....	26
Figura 14.....	27
Figura 15.....	27
Figura 16.....	27
Figura 18.....	29
Figura 19.....	29
Figura 20.....	31
Figura 21.....	32
Figura 22.....	33
Figura 23.....	33
Figura 24.....	34
Figura 25.....	34
Figura 26.....	35
Figura 27.....	36
Figura 28.....	36

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.....	16
Tabla 2.....	23
Tabla 3.....	30
Tabla 4.....	38

RESUMEN

La investigación tuvo por objetivo realizar el diseño de sostenimiento en la función a la evaluación geomecánica del nivel 1, de una mina en Cajabamba. La investigación fue descriptiva, explicativa y cuantitativa; los instrumentos utilizados fueron el formato de toma de datos en campo (RQD, RMR, GSI y Sistema Q de Barton). El entorno geológico de la mina de investigación, está compuesta por una roca riolita perteneciente a la formación volcánica, donde se puede apreciar 3 familias de discontinuidades la pseudo estratificación. En los cálculos obtenidos del análisis se han empleado software AutoCAD, Roc data, Unwedge y Phase 2 – Rocscience. Para el sostenimiento de la estación 1 requiere sostenimiento por pernos puntuales sin Shotcrete teniendo un tiempo de auto soporte de un poco más de un mes, sostenimiento de la estación 2 es por pernos puntuales sin Shotcrete con un tiempo de auto soporte de unos 30 días y para el sostenimiento de la estación 3 debe de ser por pernos puntuales sin Shotcrete con un tiempo de auto soporte de un mes. De esta manera se aseguró el sostenimiento de la mina de Cajabamba, evitando así posibles accidentes en un futuro.

Palabras claves: Sostenimiento, pernos puntuales y Shotcrete.

CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad Problemática

Estadísticamente hablando, los accidentes que ocurren en la minería subterránea en nuestro país son por desprendimiento de roca según en el año (MINEM, 2018).

En la actualidad el nivel internacional se busca en las labores subterráneas el mejor diseño de sostenimiento para evitar posibles accidentes por desprendimiento de rocas.

En las labores subterráneas de las unidades mineras de Cajamarca, más se trabaja con la evaluación del RMR, sin tomar en cuenta las otras evaluaciones como son: el Q de Barton y el GSI de Hoek.

En la unidad minera ubicado por la provincia de Cajabamba no existe evaluación previa geomecánica del socavón nivel 1.

Los sistemas de clasificación de los macizos rocosos tienen por objeto evaluar sus características para determinar de forma cuantitativa su calidad. El término “macizo rocoso” se refiere al conjunto en que se inserta la obra de ingeniería o la mina.

Para aplicar la clasificación RMR se divide el macizo rocoso en zonas o tramos que presenten características geológicas más o menos uniformes de acuerdo con las observaciones obtenidas en campo. Donde obtendremos cinco parámetros geológicos: Resistencia a compresión uniaxial, el RQD, espaciamiento entre diaclasas, condición de las discontinuidades y presencia de agua subterránea.

Resistencia y comportamiento de la roca, índice RQD, espaciado de las discontinuidades, orientación de las discontinuidades, condiciones de las discontinuidades, estructura de las discontinuidades, estructura geológica y fallas, filtraciones y presencia de agua, tensiones in situ, naturales o inducidas y alteraciones producidas en el macizo rocoso por las excavaciones

(Gonzales de vallejo, Ferrer, Ortuño, & Oteo 2002). Las clasificaciones geomecánicas más utilizadas son RMR y q de Barton. La primera se emplea para la caracterización de los macizos rocoso y sus propiedades como para su aplicación en túneles. La clasificación Q se emplea casi exclusivamente para túneles.

Muchos de estos métodos han sido mejorados subsecuentemente, sin embargo, la mayoría de estos se basa en observaciones cualitativas y por ello se hace muy importante una interpretación correcta, y experta, de las observaciones en campo.

Marín y Cipriano (2018) en la unidad minera colquirrumi - Cajamarca, concluye que el macizo rocoso de la galería era caliza de formación Chulec. El túnel de 435 m se lo dividió en 5 estaciones geomecánica donde la primera estación obtuvo una clasificación de RMR III – Regular Calidad, la segunda obtuvo una clasificación de RMR III – Regular Calidad, la tercera obtuvo una clasificación de RMR III - Regular Calidad, la cuarta obtuvo una clasificación de RMR III - Regular Calidad, la quinta obtuvo una clasificación de RMR III - Regular Calidad, proponiendo como sostenimiento que para las 5 estaciones es de un empernado sistemático de 4 m de largo, espaciado de 1.5 a 2 m en el techo y

paredes con malla en el techo, o también, el uso de concreto lanzado o Shotcrete con un espesor de 5 – 10 cm en paredes y 3 cm en el techo.

Ángel Soto Vilca (2016) Ollancha – Puno; evaluó y analizó el túnel wayrasencca para diseñar un sistema de sostenimiento, El túnel fue dividido en 5 estaciones geomecánicas donde la estación R1 RMR III – Clase V, la estación R2 RMR III – Clase IV, la estación R3 RMR III - Clase II, la estación R4 obtuvo RMR III - Clase IV, la estación R5 RMR III - Clase V, proponiendo los sistemas de sostenimiento para la estación R1 Shotcrete sin fibra conjuntamente con pernos sistemáticos, estación R2 Shotcrete con fibra y pernos sistemáticos, estación R3 Shotcrete con fibra y pernos sistemáticos, estación R4 Shotcrete con fibra y pernos sistemáticos, estación R5 Shotcrete sin fibra y pernos sistemáticos.

Loarte Trujillo (2018) Minera Cormitoma S.A. - Huaraz; realizó una evaluación geomecánica del macizo rocoso, el tramo del túnel lo dividieron en 5 estaciones geomecánica obteniendo una clasificación de RMR III – Buena calidad para todas las estaciones ; llegando a obtener la siguiente propuesta de sostenimiento para la estación 1 no requiere de sostenimiento, para la estación 2 el sostenimiento es esporádico ya que el levantamiento litológico estructural se realizó en la zona, para la estación 3 el sostenimiento de Split set de 5 y 7 pies es espaciados cada uno de 1.2 m x 1.2 m distribuidos en forma de tres bolillos más malla electrosoldada en terrenos muy fracturados o cuadros de madera donde requiere y el tiempo de sostenimiento es de 1 semana y 2 días, para la estación 4 el sostenimiento es Puntuales de seguridad, en las partes donde requiere, hacer un buen control de perforación y voladura y el tiempo de sostenimiento es de 1 año y para la estación 5 el sostenimiento será cuando lo requiera y el tiempo es de 3 años y 8 meses.

Montoya (2018), en la mina paredones Nivel 5 San Pablo – Cajamarca, analizaron e interpretaron el comportamiento lito morfoestructural del macizo rocoso con las caídas de bloques y las deformaciones, vinculado con las variables litológicas, morfológicas, geoestructurales, hidrológicas, hidrogeológicas y tensionales; adquiriendo información bibliográfica y cartográfica de campo. Con los resultados obtenidos en la investigación muestra que las labores mineras son susceptibles a cambios tensionales, desplazamiento de las geoestructuras (fallas, diaclasas), concluyendo en una mala estabilidad de las labores subterráneas; para tal comportamiento sería la elección del mejor sistema de sostenimiento produciendo el equilibrio de tensiones del macizo rocoso y el sistema de soporte instalado, en términos de seguridad y costo.

1.2. Formulación del problema

¿Cuál es el diseño de sostenimiento, al realizar la evaluación geomecánicamente del macizo rocoso del nivel 01 de una mina de Cajabamba?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general

Diseñar el sostenimiento que se debería aplicar luego de la evaluación geomecánica del nivel 01 de una mina de Cajabamba.

1.3.2. Objetivos específicos

- Determinar la calidad del macizo rocoso con el método de Q de Barton y el método GSI de Hoek.
- Analizar el comportamiento de las estructuras, mediante el Software Dips y Unwedge.
- Diseñar el sostenimiento utilizando el software Unwedge y Phase 2.

1.4. Hipótesis

1.4.1. Hipótesis General

Al realizar la evaluación geomecánica se podrá diseñar el sostenimiento del nivel 01 de la mina de Cajabamba 2022.

CAPÍTULO II. METODOLOGÍA

2.1. Tipo de investigación

Por el fin es aplicada, por el alcance es correlacional y por el enfoque cuantitativo, el diseño es no experimental y de corte transversal, (Sampieri, 2010).

2.2. Población y muestra (Materiales, Instrumentos y métodos)

2.2.1. Población

Todos los macizos rocosos de las labores subterráneas de Cajabamba.

2.2.2. Muestra

Los macizos rocosos del nivel 1 de la mina de Cajabamba.

2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos

La técnica viene a ser la observación directa, y análisis documental.

Como instrumentos utilizados para la recolección de datos son los formatos de caracterización geomecánica del macizo rocoso. Ver anexo (6, 7)

2.4. Procedimiento

Etapa de pre - campo

Se realizó la recopilación bibliográfica en bibliotecas virtuales, revistas indexadas, tesis doctorales, etc. Además, se confeccionaron los planos que nos ayudarán a la ubicación del ingreso a boca mina. Ver anexos (5, 8)

Etapa campo

Se procedió al reconocimiento de las formaciones geológicas.

Se recolectó información geotécnica RQD, RMR, GSI y Sistema de Q de Barton.

Para mayor detalle. Ver anexo (1, 2, 3, 4)

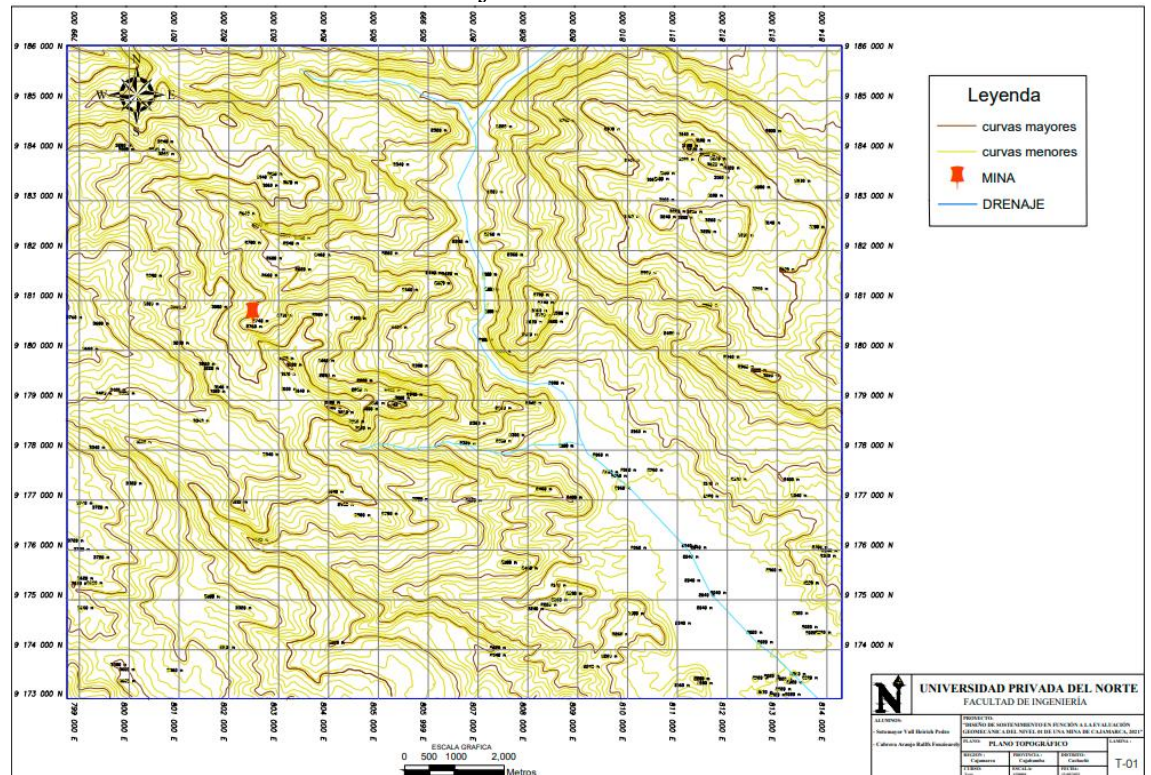
Etapa de procesamiento y análisis de datos

Los datos obtenidos del socavón nivel 1 de la mina de Cajabamba, se procesaron y analizaron en diferentes softwares como el Roc Data, Unwedge y Phase 2, para a interpretación del comportamiento de las discontinuidades y posible generación de roturas de cuñas. Ver anexos (9, 10)

2.5. Ubicación

Figura 1

Coordenadas UTM de la mina de Cajabamba



CAPÍTULO III. RESULTADOS

3.1. Calidad de los macizos rocosos del Nivel 1 de la mina de Cajabamba

El socavón de la mina de Cajabamba está compuesto por roca riolita perteneciente a la formación volcánica, donde se puede apreciar 3 familias de discontinuidades la pseudo estratificación la tomaremos de la primera familia.

- Litología: riolita
- Color: Gris Oscuro
- Resistencia: Clase R4, Roca dura, de 50 - 100 MPa de resistencia a la comprensión.

3.2. Estación 1

3.2.1. Sistemas de Clasificación

La estación 1 de socavón está ubicado a 19 m. de boca mina.

Tabla 1

Resultados obtenidos de la prueba de campo realizada en la mina de Cajabamba de los sistemas de Clasificación (RQD, RMR, GSI y Sistema de Q de Barton

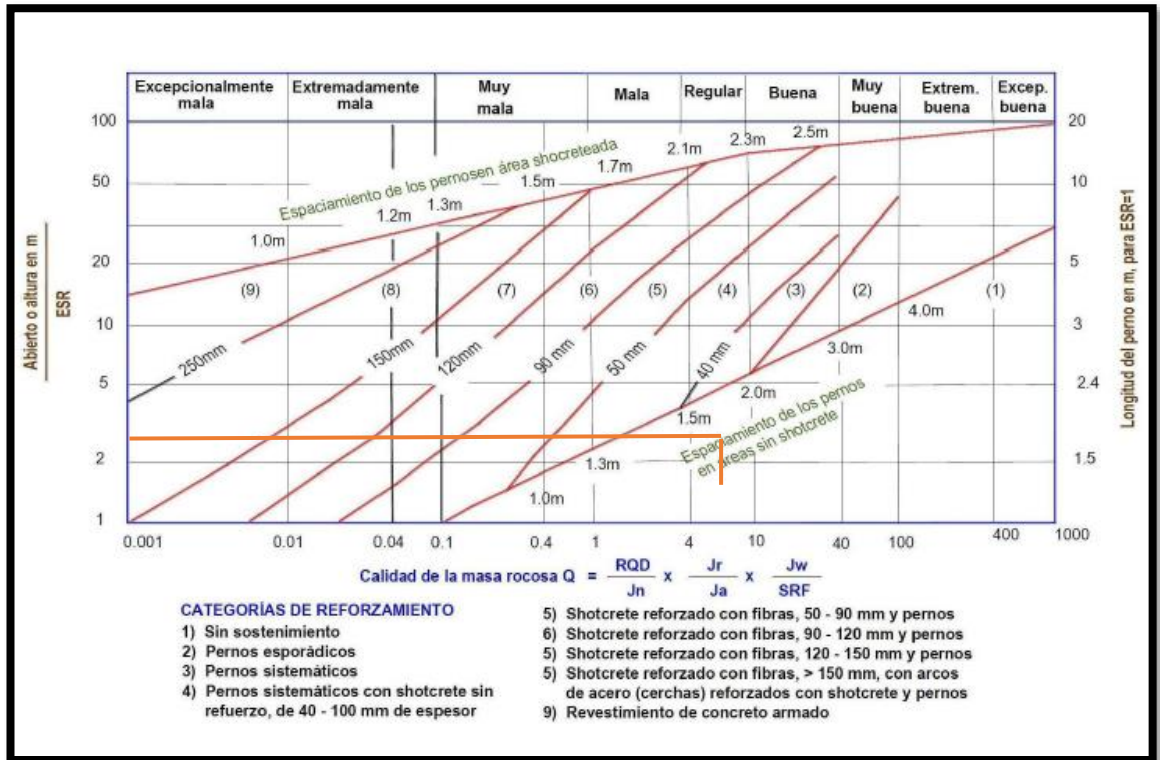
Sistema de Clasificación		
	Resultado	Calidad de la Roca
RQD	71.73	Buena
RMR	54	Regular
GSI	49	Buena
Sistema Q de Barton	5.98	Regular

3.2.2. Diámetro equivalente

Relacionando el índice Q a la estabilidad y a los requerimientos de sostenimiento de excavaciones subterráneas, obtenemos un diámetro equivalente de 1.87. (valor (ESR = 1.6) este valor es obtenido del anexo 5)

Figura 2

Abaco tipo de sostenimiento, para la estación 1



Utilizando los datos obtenidos el sostenimiento es por pernos puntuales sin Shotcrete en la mina, mostrando una roca regular, que nos afirma lo calculado en el RMRr, GSI, RQD y Q de Barton.

3.2.3. Tiempo de auto soporte (T.A.S.)

El Abaco que se presenta a continuación relaciona la luz dimensión de la sección de una labor con el tiempo máximo de exposición libre sin sostenimiento.

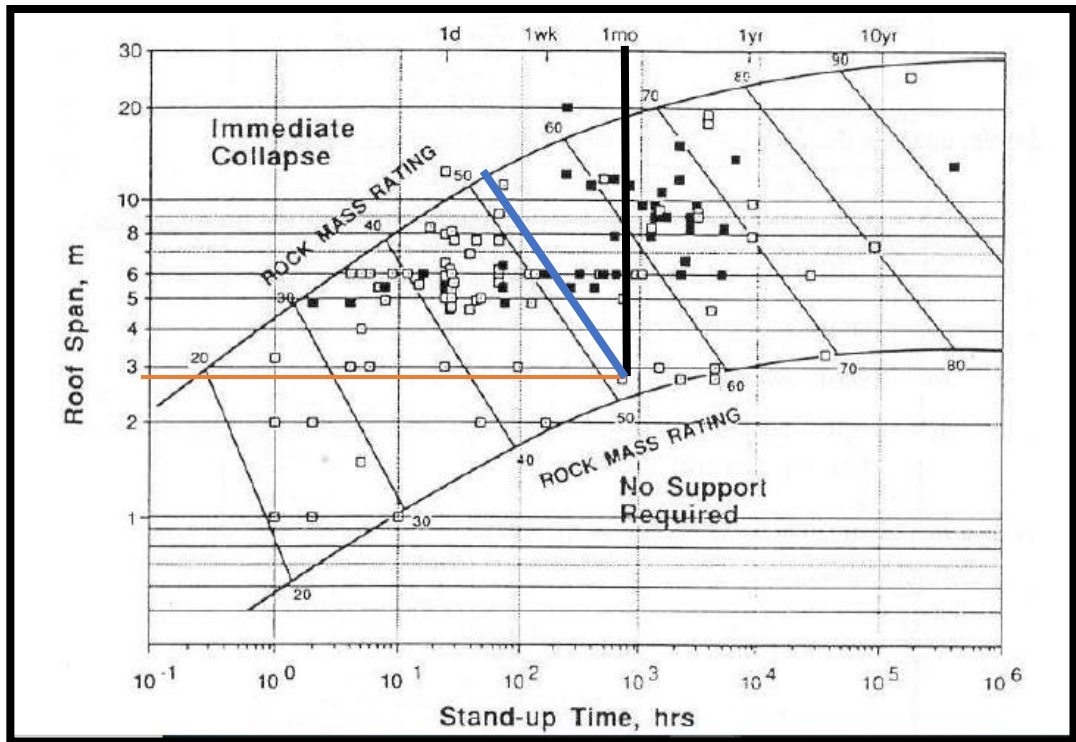
Datos:

Luz = 3.0 m

RMRr = 54

Figura 3

Ábaco para el tiempo de auto soporte, para la estación 1

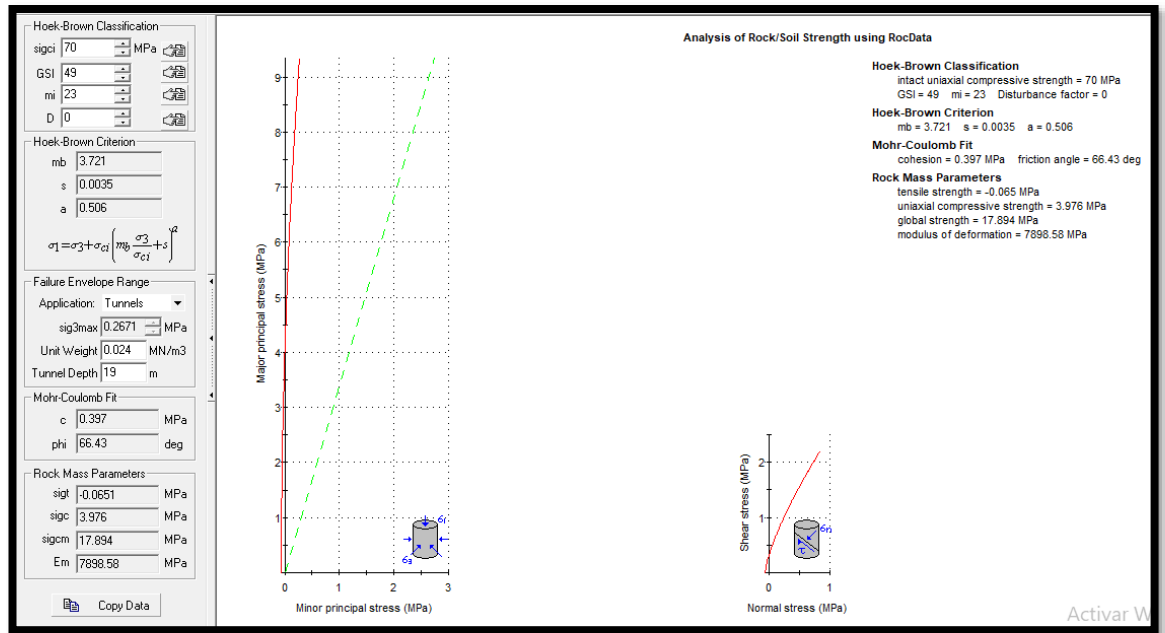


El tiempo de auto soporte (T.A.S.) es de un poco más de 1 mes; es decir que en este caso hay peligro de derrumbe de la labor en 30 días aproximadamente teniendo la certeza de caída de rocas se le recomienda que mientras la voladura avance, se vaya poniendo el sostenimiento de (maderos), luego de ese tiempo se tendría que evaluar la colocación de pernos (por expansión) puntuales.

3.2.4. Análisis con el programa RocData – Rocscience

Figura 4

RocData – Rocscience para la estación 1



Graficas de esfuerzo mayor – esfuerzo menor (izquierdo) y esfuerzo normal – esfuerzo de corte (derecha) del macizo rocoso (Riolita) - donde nos ubicamos a una profundidad de 19 metros, donde podemos obtener un ángulo de fricción de 66.43° y una cohesión de 0.39 MPa.

3.2.5. Análisis con el Programa Unwedge – Rocscience

Ingresamos los datos tomados en campo, entre ellos los promedios obtenidos de los datos de las discontinuidades (DP y DD), en ángulo de fricción (PHI), el índice de rugosidad (JRC), la resistencia a la compresión uniaxial (70 MPa) la tendencia del túnel (Trend) y la sección.

Figura 5

Análisis con el programa Unwedge, para la estación 1

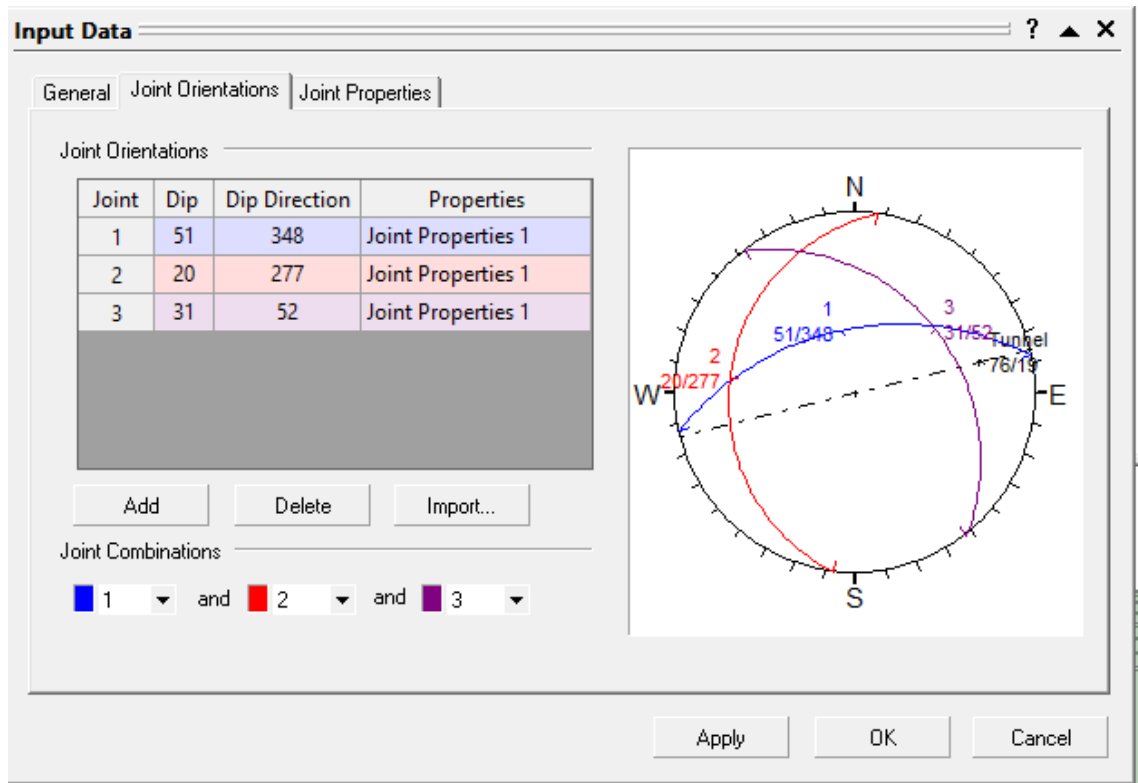


Figura 6

Análisis con el programa Unwedge, para la estación 1

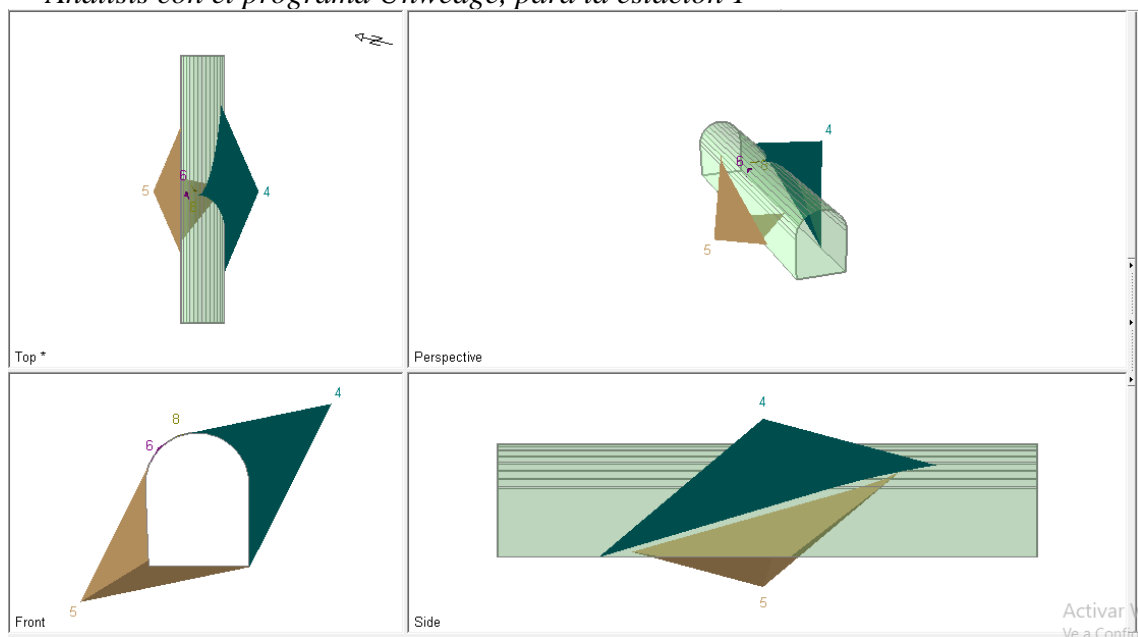


Figura 7

Análisis con el programa Unwedge

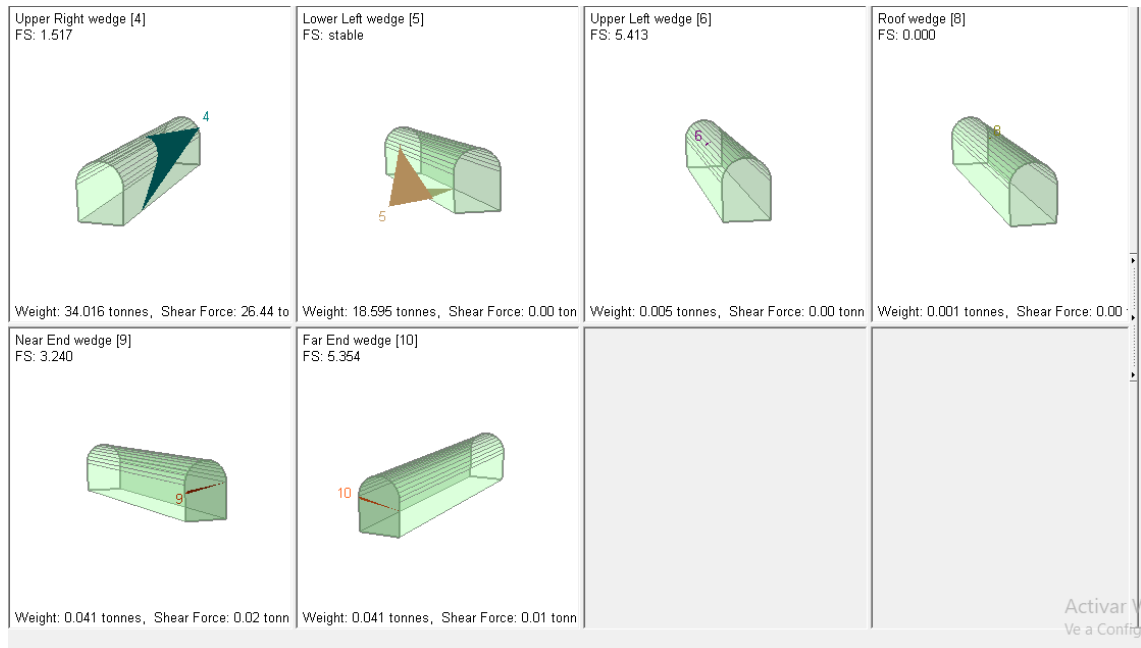


Figura 8

Análisis con el programa Unwedge

Upper Right wedge [4]
FS: 1.517
Weight: 34.016 tonnes
Shear Force: 26.44 tonnes
Apex Angle: 112.45 degrees

Lower Left wedge [5]
FS: stable
Weight: 18.595 tonnes
Shear Force: 0.00 tonnes
Apex Angle: 112.45 degrees

Upper Left wedge [6]
FS: 5.413
Weight: 0.005 tonnes
Shear Force: 0.00 tonnes
Apex Angle: 68.09 degrees

Roof wedge [8]
FS: 0.650
Weight: 0.001 tonnes
Shear Force: 0.00 tonnes
Apex Angle: 118.06 degrees

Near End wedge [9]
FS: 3.240
Weight: 0.041 tonnes
Shear Force: 0.02 tonnes
Apex Angle: 111.91 degrees

Far End wedge [10]
FS: 5.354
Weight: 0.041 tonnes
Shear Force: 0.01 tonnes

La cuña que centra nuestra atención es la cuña ubicada en la bóveda, cuyo factor de seguridad es de 0.650 se puede observar que la cuña del techo tiene un factor de seguridad muy bajo, con respecto a las reglas de seguridad que se esperan es una actividad subterránea (debe tener un valor mayor o igual a 3.5), para

solucionar el problema probamos la opción más económica al utilizar pernos de anclaje el factor de seguridad se eleva a 9.8, que es un valor que si cumple con las expectativas de seguridad.

3.2.6. Análisis del Programa Phase 2 – Rocscience

Figura 9

Análisis del Programa Phase 2 – Rocscience

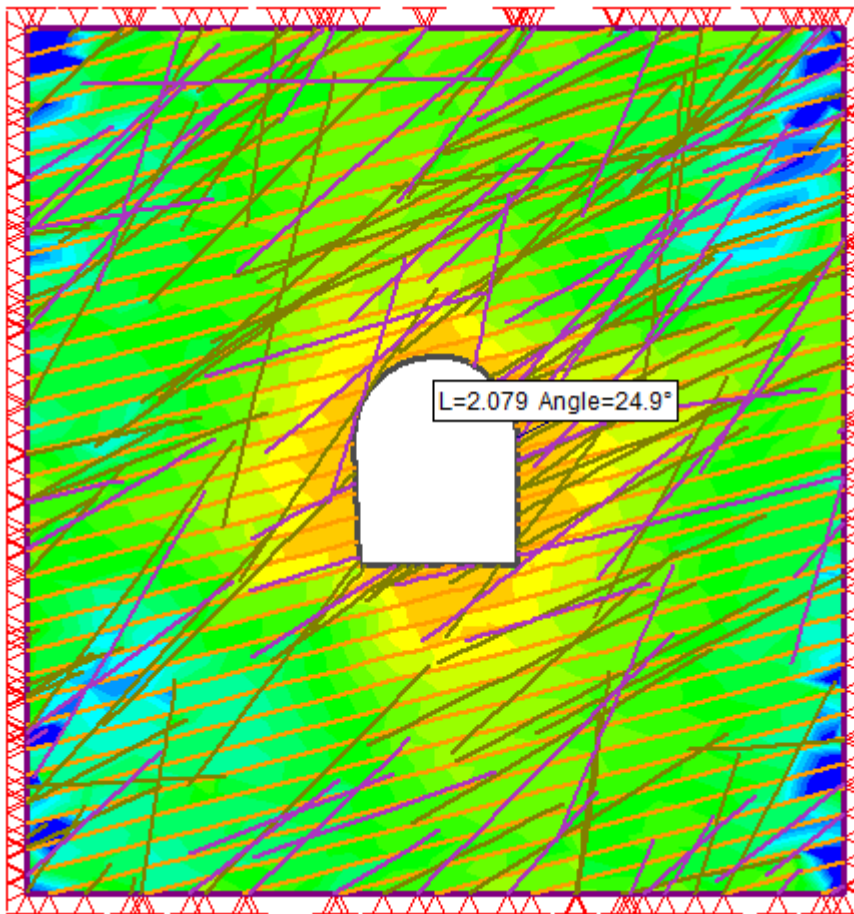
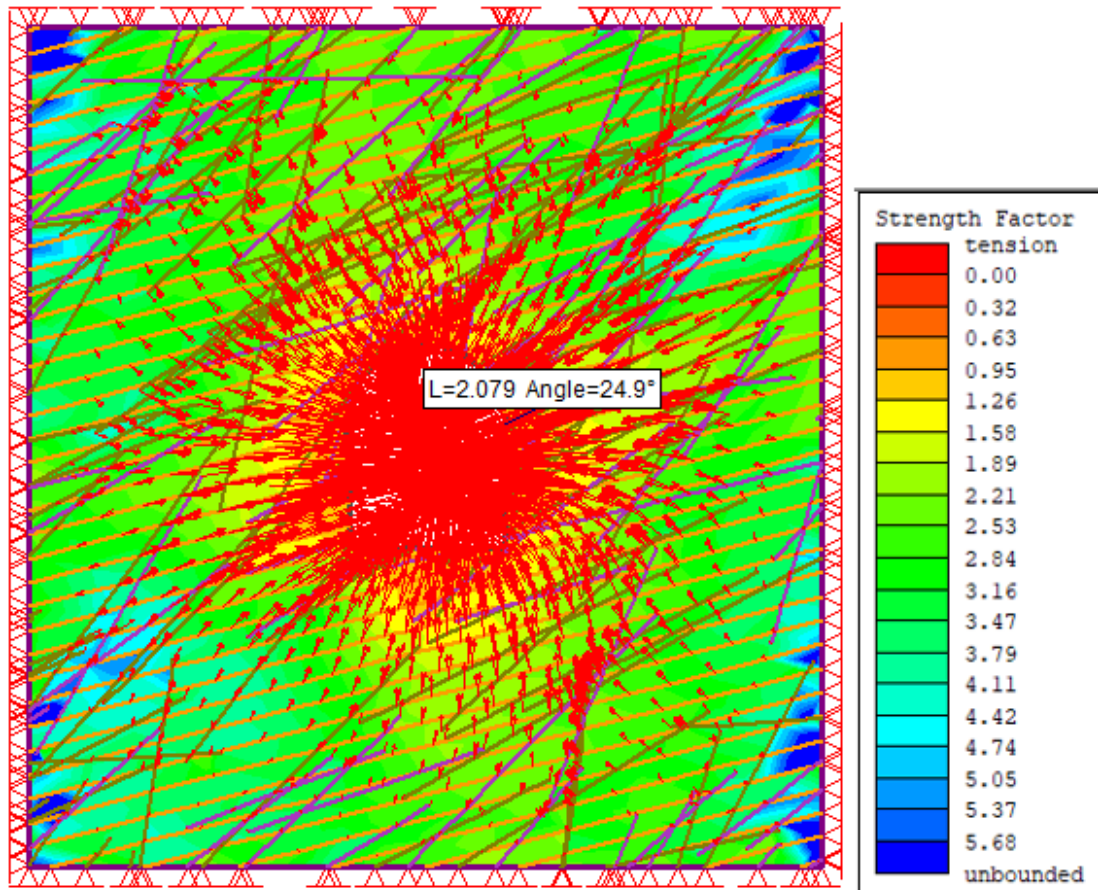


Figura 10

Análisis del Programa Phase 2 – Rocscience



El análisis del modo de factor de fuerza (Strength Factor), nos da como resultado los vectores de esfuerzo tensionales como se muestra en la gráfica m en donde nos tendríamos que centrar en la bóveda para el sostenimiento puntual, además nos dice que la longitud de peligro de caída es de 2.079m seleccionado arcos de madera esta estación, o un perno de anclaje puntual, se recomienda Split Set.

3.3. Estación 2

3.2.1. Sistemas de Clasificación

La estación 1 de socavón está ubicado a 23 m. de boca mina.

Tabla 2

Resultados obtenidos de la prueba de campo realizada en la mina de Cajabamba de los sistemas de Clasificación (RQD, RMR, GSI y Sistema de Q de Barton

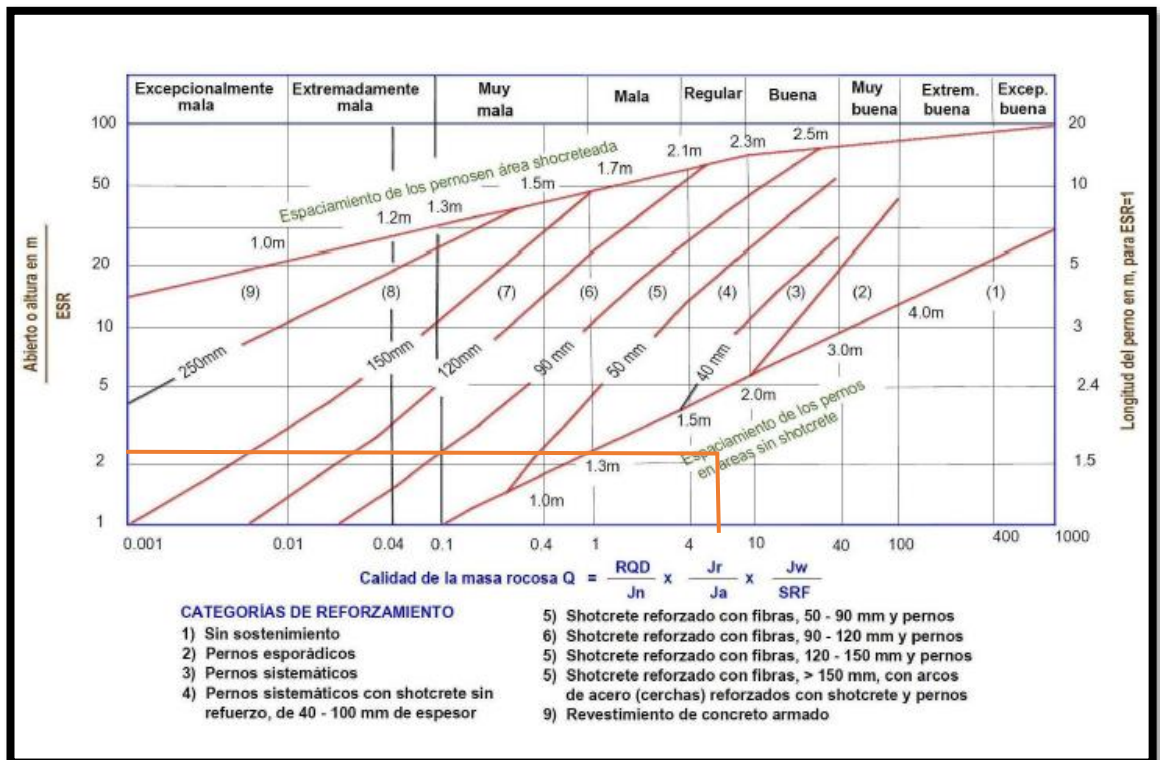
Sistema de Clasificación		
	Resultado	Calidad de la Roca
RQD	62.68	Buena
RMR	51	Regular
GSI	46	Regular
Sistema Q de Barton	5.22	Regular

3.3.2. Diámetro equivalente De

Relacionando el índice Q a la estabilidad y a los requerimientos de sostenimiento de excavaciones subterráneas, obtenemos un diámetro equivalente de 2.03 (valor (ESR = 1.6) este valor es obtenido del anexo 5)

Figura 11

Abaco tipo de sostenimiento, para la estación 2



Utilizando los datos tenemos que el sostenimiento es por pernos puntuales sin Shotcrete efectivamente, y coincide con el caso de roca buena, que nos afirma lo calculado en el RMR, GSI, RQD y Q de Barton.

3.3.3. Tiempo de auto soporte

El Abaco que se presenta a continuación relaciona la luz dimensión de la sección de una labor con el tiempo máximo de exposición libre sin sostenimiento.

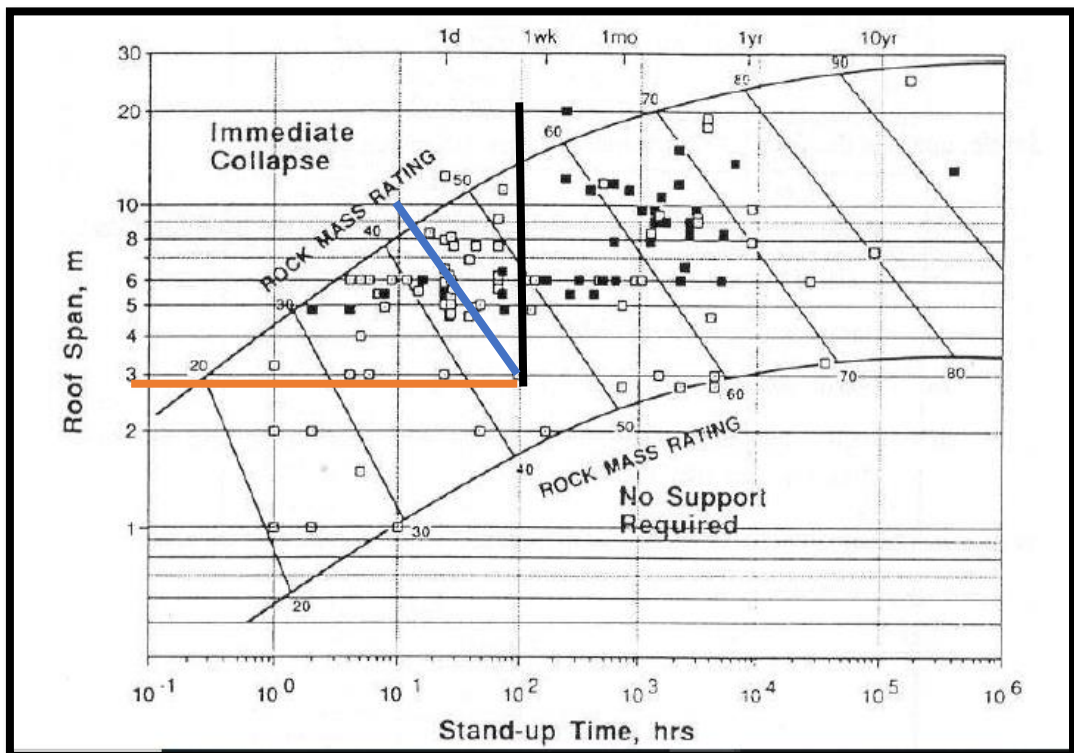
Datos:

$$\text{Luz} = 3.25 \text{ m}$$

$$\text{RMRr} = 51$$

Figura 12

Ábaco para el tiempo de auto soporte, para la estación 2



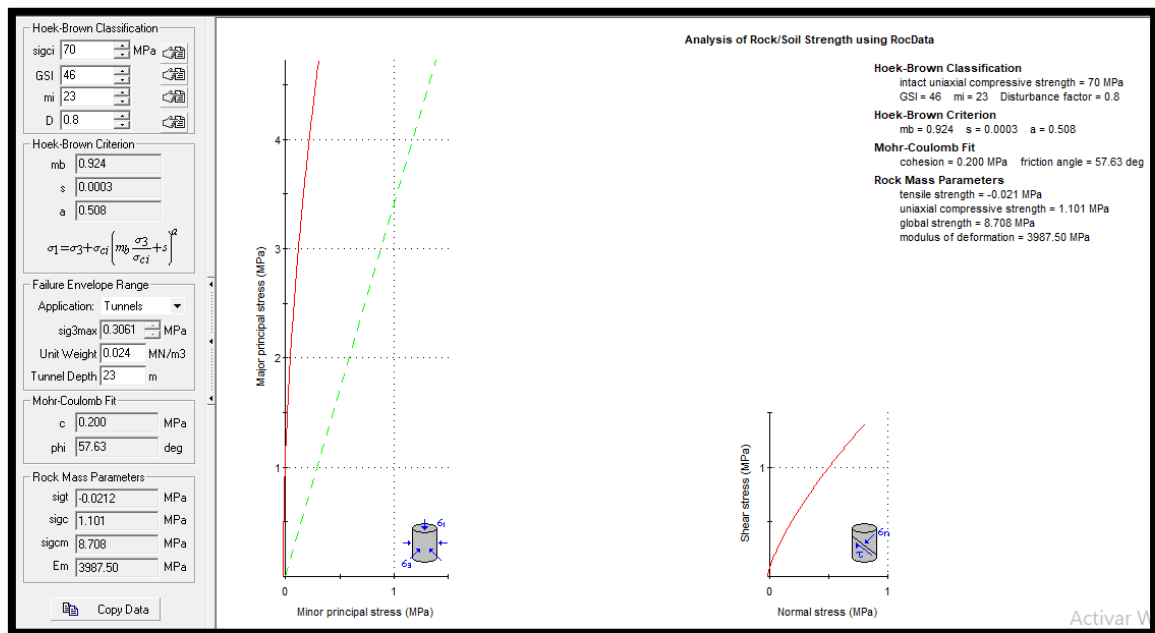
El tiempo de autosoporte (T.A.S.) es de poco más 1 me aproximadamente, así como la estación N° 1, es decir que hay peligro de derrumbe de la labor en 30 días aproximadamente se recomienda que conforme las voladuras de avance,

estas vayan con el sostenimiento, luego de este tiempo se tendría que evaluar la colocación de pernos (por expansión) puntuales ya que la caída volverá más débil la labor en esta estación.

3.3.4. Análisis con el programa RocData – Rocscience

Figura 13

RocData – Rocscience para la estación



Graficas de esfuerzos mayor – esfuerzo menor (izquierda) esfuerzo normal – esfuerzo de corte (derecha) del macizo rocos (riolita) – donde nos ubicamos a una profundidad de 23 metros, donde podemos obtener un ángulo de fricción de 57.63 una cohesión de 0.20 MPa.

3.3.5. Análisis con el Programa Unwedge – Rocscience

Las cuñas que se encuentran a 23 m de la bocamina en la mina ingresamos los datos tomados en campo, entre ellos los promedios obtenidos de los datos de las discontinuidades (DP y DD), en ángulo de fricción (PHI), el índice de rugosidad

(JRC), la resistencia a la compresión uniaxial (70 MPa) la tendencia del túnel (Trend) y la sección.

Figura 14

Aplicación del programa Unwedge, para la estación 2

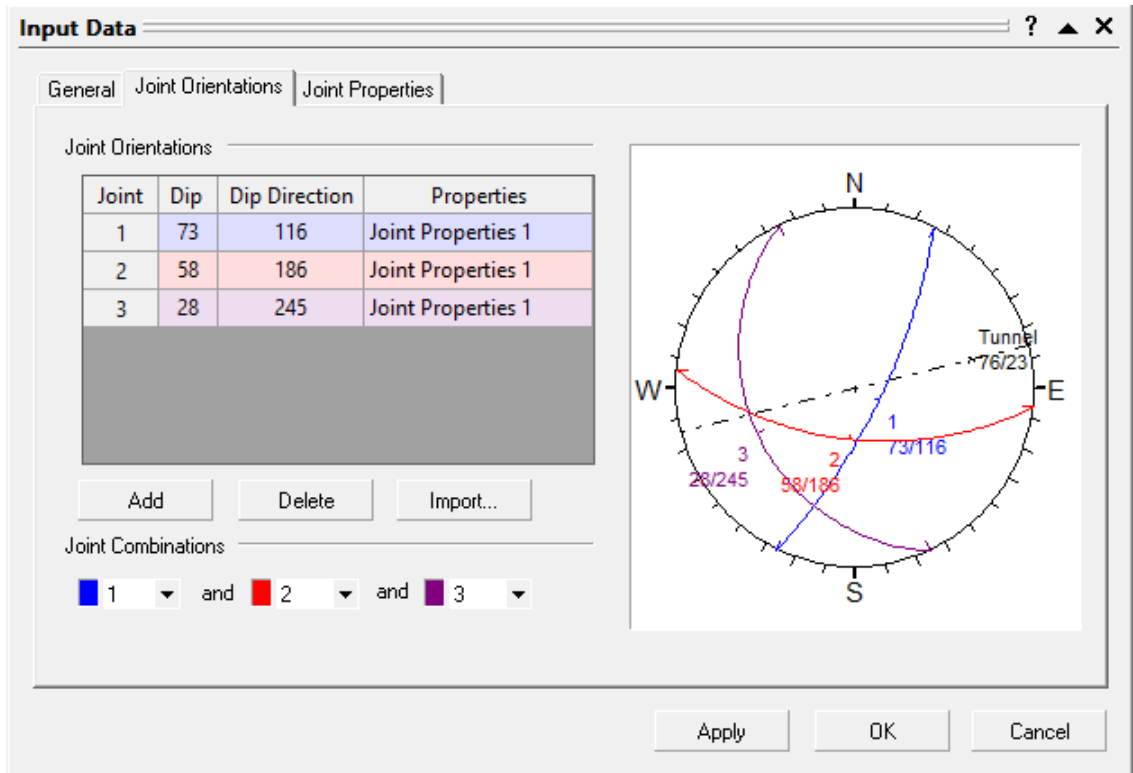


Figura 15

Aplicación del programa Unwedge para la estación 2

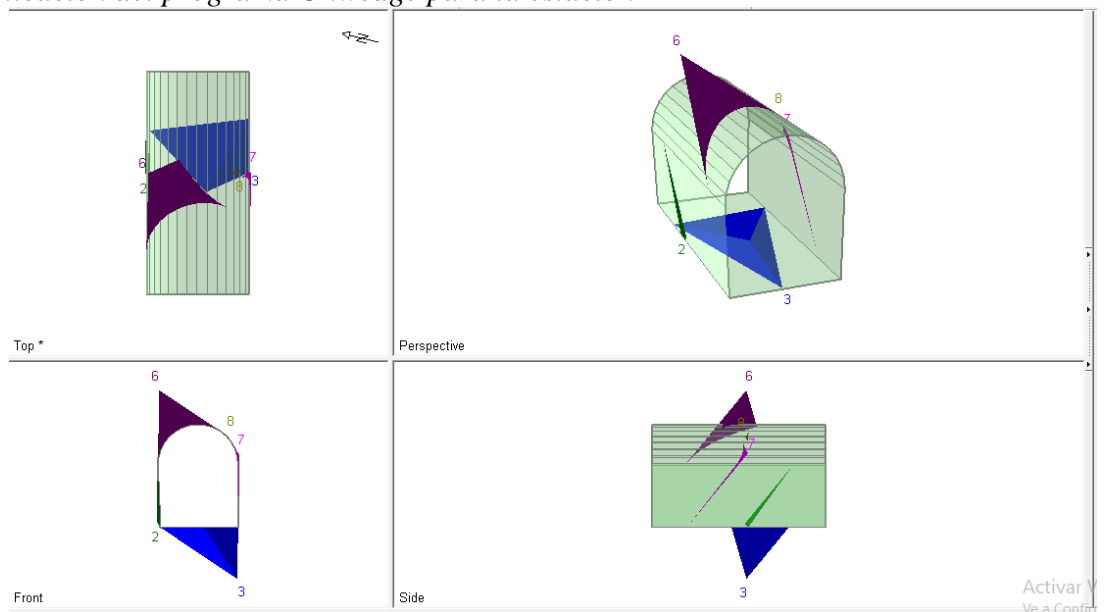


Figura 16

Aplicación del programa Unwedge

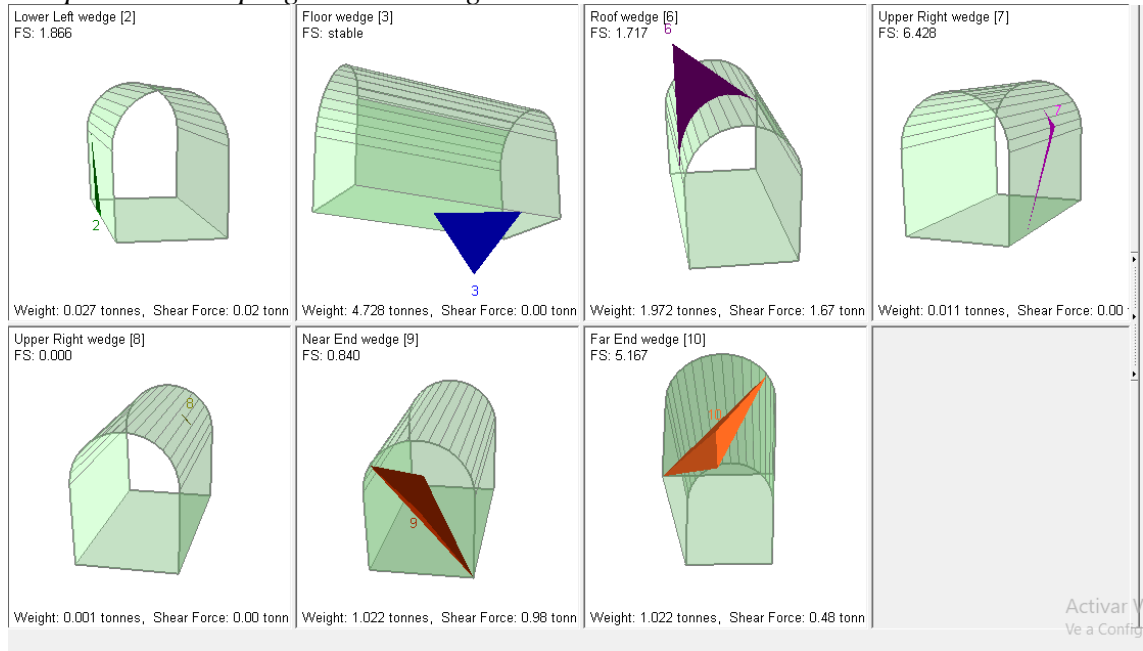


Figura 17

Aplicación del programa Unwedge

Lower Left wedge [2]
FS: 1.866
Weight: 0.027 tonnes
Shear Force: 0.02 tonnes
Apex Angle: 127.36 degrees

Floor wedge [3]
FS: stable
Weight: 4.728 tonnes
Shear Force: 0.00 tonnes
Apex Angle: 61.79 degrees

Roof wedge [6]
FS: 1.717
Weight: 1.972 tonnes
Shear Force: 1.67 tonnes
Apex Angle: 52.64 degrees

Upper Right wedge [7]
FS: 6.428
Weight: 0.011 tonnes
Shear Force: 0.00 tonnes
Apex Angle: 127.36 degrees

Upper Right wedge [8]
FS: 0.000
Weight: 0.001 tonnes
Shear Force: 0.00 tonnes
Apex Angle: 127.36 degrees

Near End wedge [9]
FS: 0.840
Weight: 1.022 tonnes
Shear Force: 0.98 tonnes
Apex Angle: 118.21 degrees

Far End wedge [10]
FS: 5.167
Weight: 1.022 tonnes
Shear Force: 0.48 tonnes
Apex Angle: 139.31 degree

Las cuñas que centra nuestra atención están ubicadas en la bóveda. Siendo estas las cuñas 8 y 9. Cuyo factor de seguridad es menor a 1.

Se puede observar que la cuña 8 del techo tiene un factor de seguridad muy bajo (0), la cuña 9 tiene un factor de seguridad (0.840), por último, la cuña menos estable es la 8 con un factor de seguridad de (0). Con respecto a las reglas de

seguridad que se esperan en una actividad subterránea (debe tener un valor mayor o igual a 1.5), en estos casos será necesario pernos puntuales para las cuñas y/o lugares puntuales.

3.3.6. Análisis con el Programa Phase 2 – Rocscience

Figura 18

Resultados presentados del programa Phase 2 - Rocscience

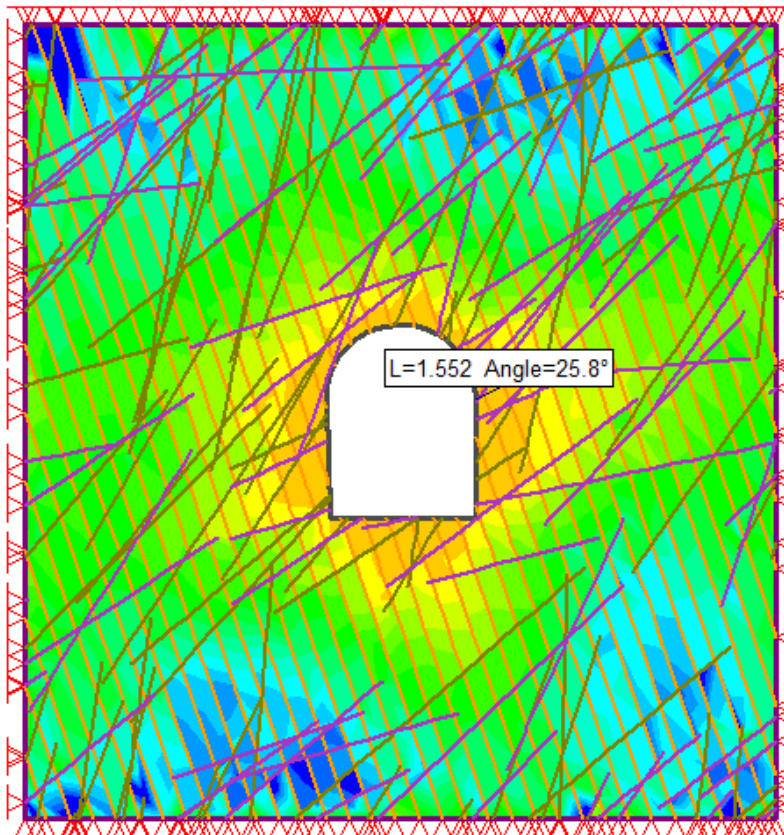
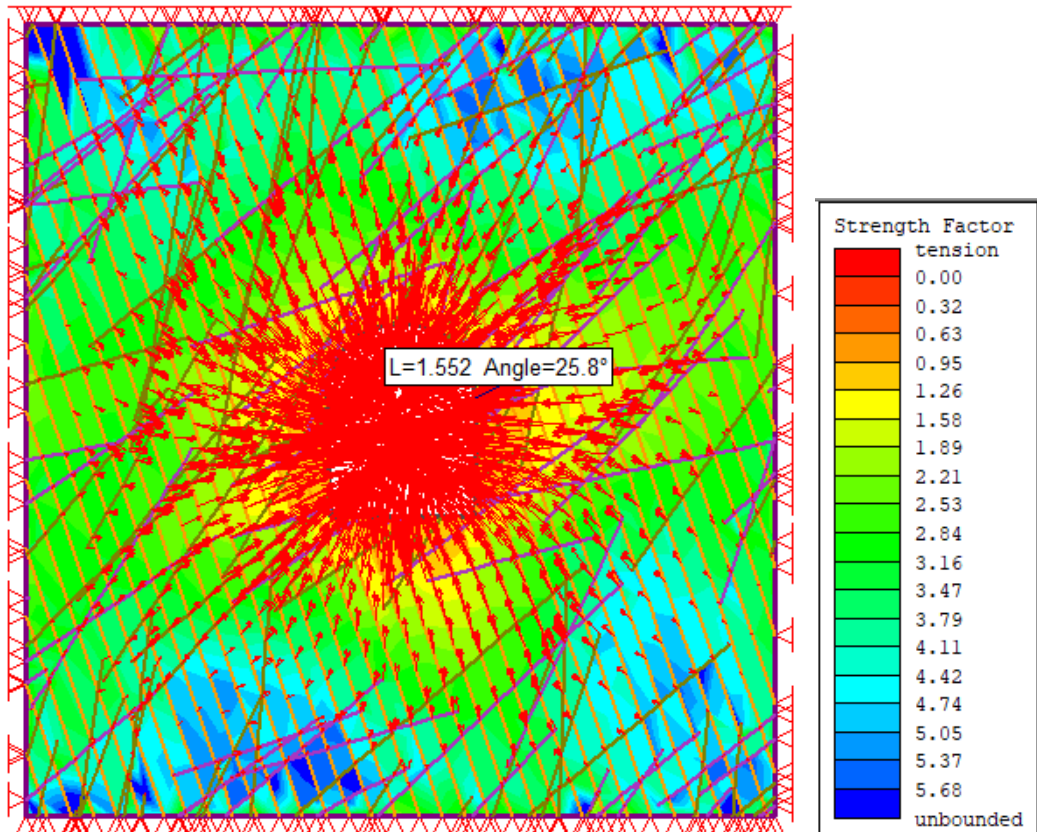


Figura 19

Resultados presentados del programa Phase 2 - Rocscience



Los resultados arrojados por el programa Phase 2 nos da resultado los vectores de esfuerzos para poder saber su factor de seguridad. Como vemos en la imagen en esta estación, los esfuerzos tienden a cerrar completamente el túnel si no cuenta con el sostenimiento necesario, además de la longitud para la caída es de 1.55 m. nos encontramos en la bóveda para el sostenimiento puntual, además de arcos de madera que el acostillado sostenga la caída de rocas evitando accidentes.

3.4. Estación 3

3.4.1. Sistema de clasificación

Tabla 3

Resultados obtenidos de la prueba de campo realizada en la mina de La

Cajabamba de los sistemas de Clasificación (RQD, RMR, GSI y

Sistema de Q de Barton

Sistema de Clasificación		
	Resultado	Calidad de la Roca
RQD	58.22	Regular
RMR	52	Regular
GSI	47	Buena
Sistema Q de Barton	4.85	Regular

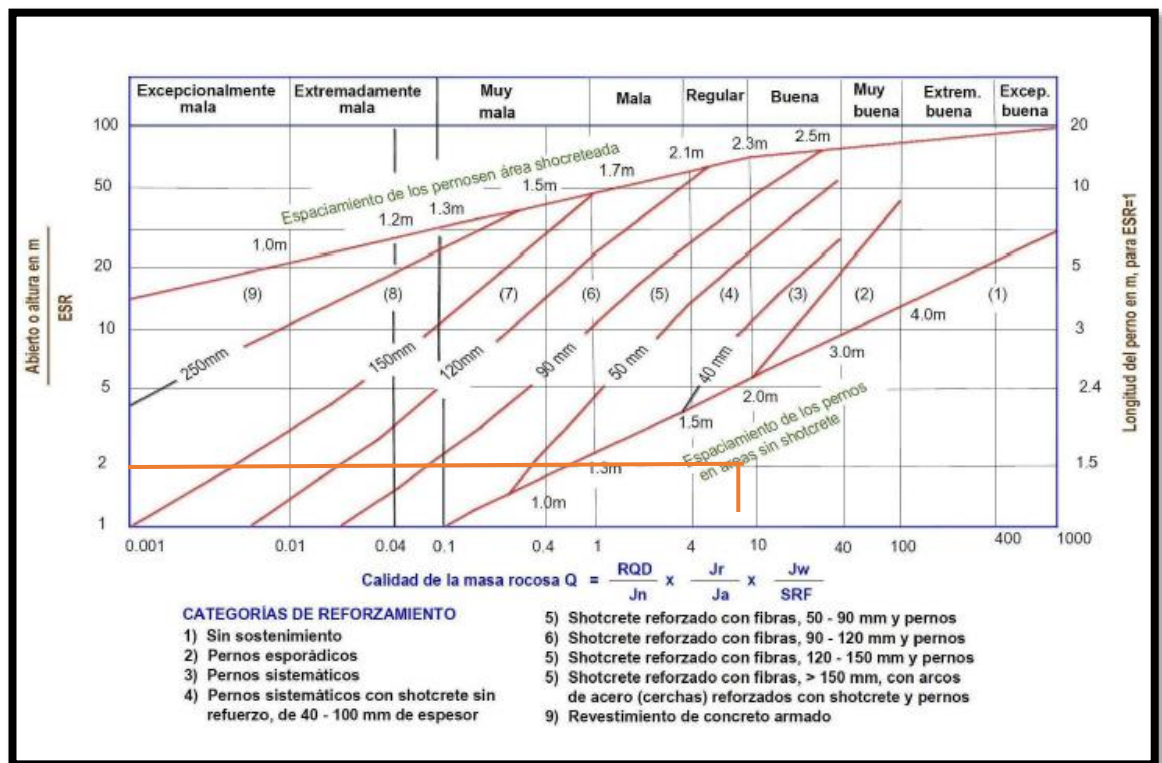
estación 3 de socavón está ubicado a 35 m. de boca mina.

3.4.2. Diámetro equivalente De

Relacionando el índice Q a la estabilidad y a los requerimientos de sostenimiento de excavaciones subterráneas, obtenemos un diámetro equivale de 1.95 (valor (ESR = 1.6) este valor es obtenido del anexo 5)

Figura 20

Abaco tipo de sostenimiento, para la estación 3



Fuente: Guía de criterios Geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneos

Utilizando los datos obtenidos el sostenimiento es por pernos puntuales sin Shotcrete, mostrando una roca regular, que nos afirma lo calculado en el RMRr, GSI, RQD y Q de Barton.

3.4.3. Tiempo de auto soporte

El Abaco que se presenta a continuación relaciona la luz dimensión de la sección de una labor con el tiempo máximo de exposición libre sin sostenimiento.

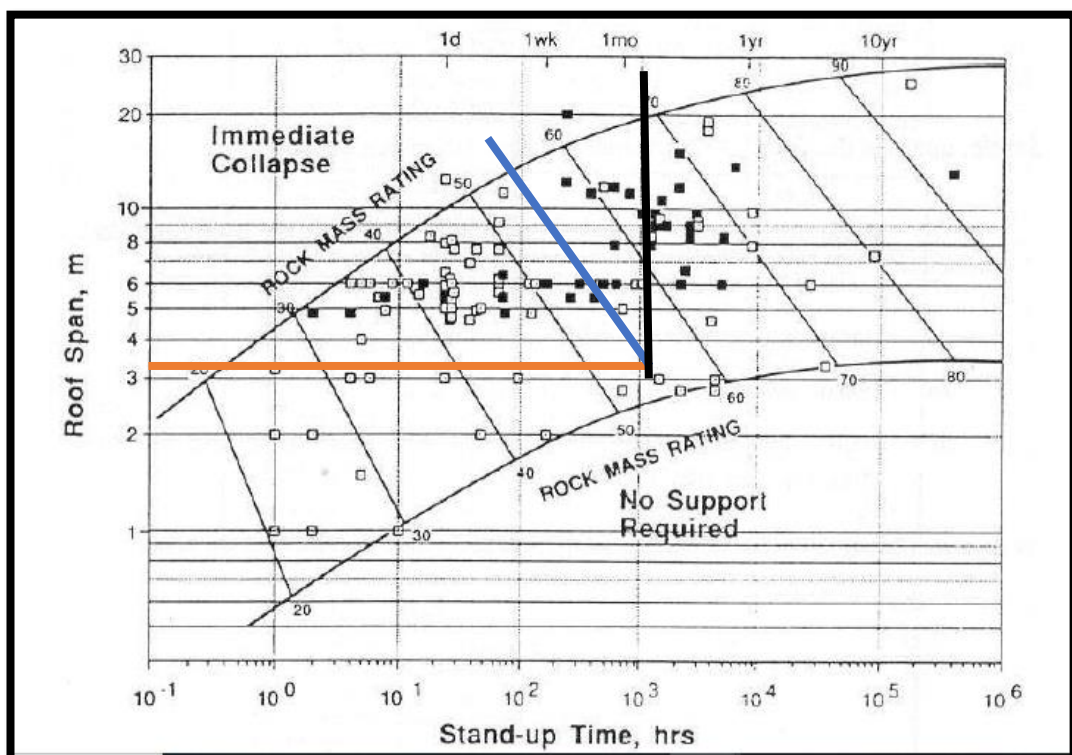
Datos:

Luz = 3.13 m

RMRr = 52

Figura 21

Ábaco para el tiempo de auto soporte, para la estación 3

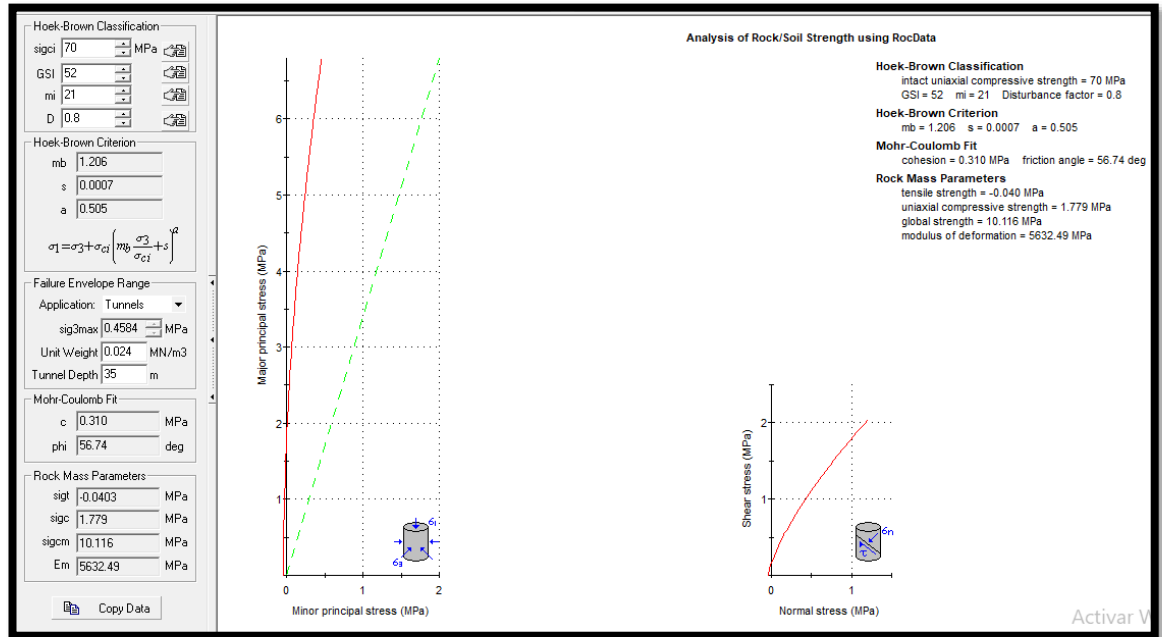


El tiempo de autoaporte es de un mes.

3.4.4. Análisis con el programa RocData – Rocscience

Figura 22

RocData – Rocscience para la estación 3



Graficas de esfuerzo mayor – esfuerzo menor (izquierdo) y esfuerzo normal – esfuerzo de corte (derecha) de macizo rocoso (riolita) – donde nos ubicamos a una profundidad de 42 m, donde podemos obtener un ángulo de fricción de 56.74° y una cohesión de 0.310 MPa.

3.4.5. Análisis con el Programa Unwedge – Rocscience

Para hallar las cuñas que se encuentran a 35m de la bocamina en la mina ingresamos los datos tomados en campo, entre ellos los promedios obtenidos de los datos de las discontinuidades (DP y DD), en ángulo de fricción (PHI), el índice de rugosidad (JRC), la resistencia a la compresión uniaxial (70 MPa) la tendencia del túnel (Trend) y la sección.

Figura 23

Aplicación del programa Unwedge, para la estación 3

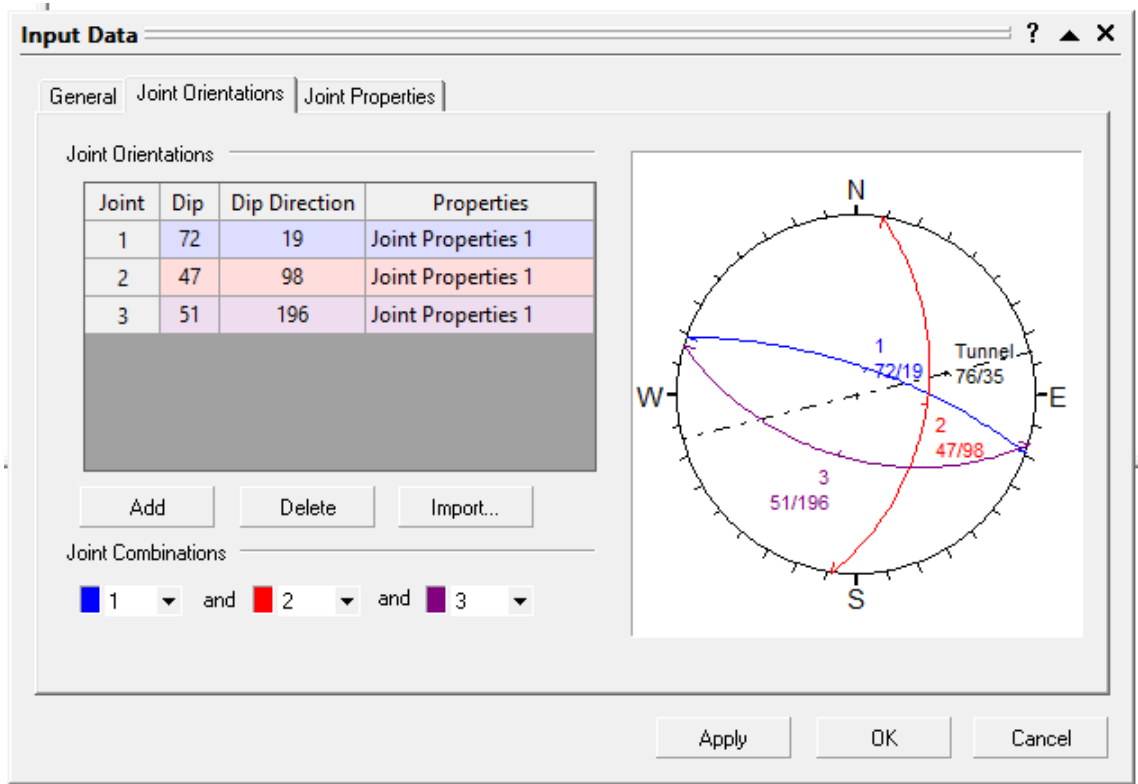


Figura 24

Análisis con el Programa Unwedge, para la estación 3

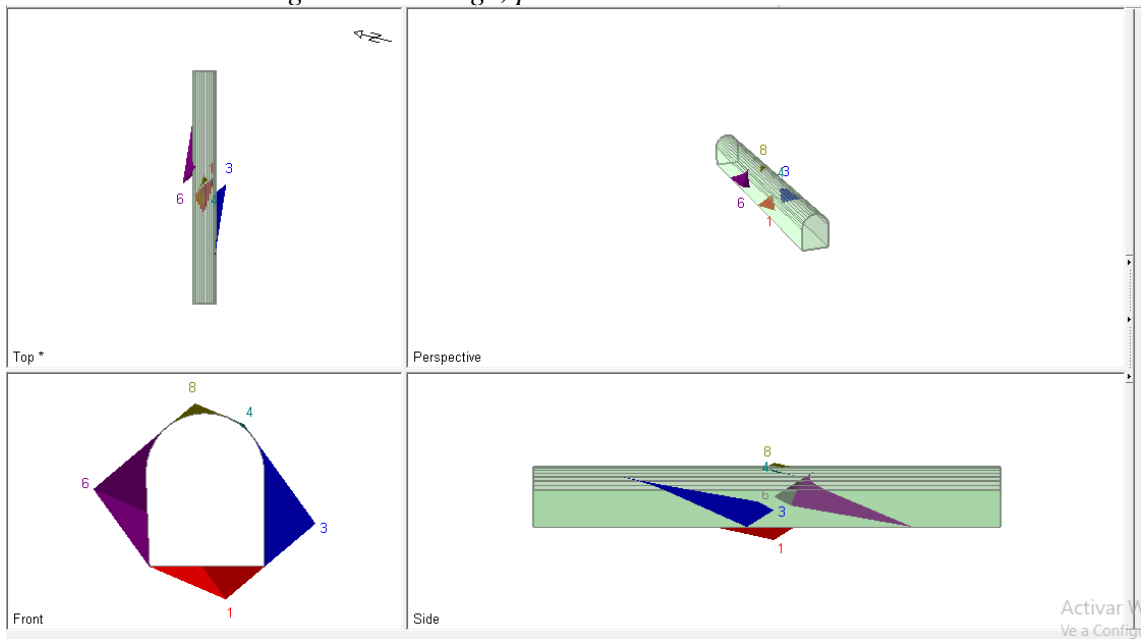


Figura 25

Análisis con el Programa Unwedge, para la estación 3

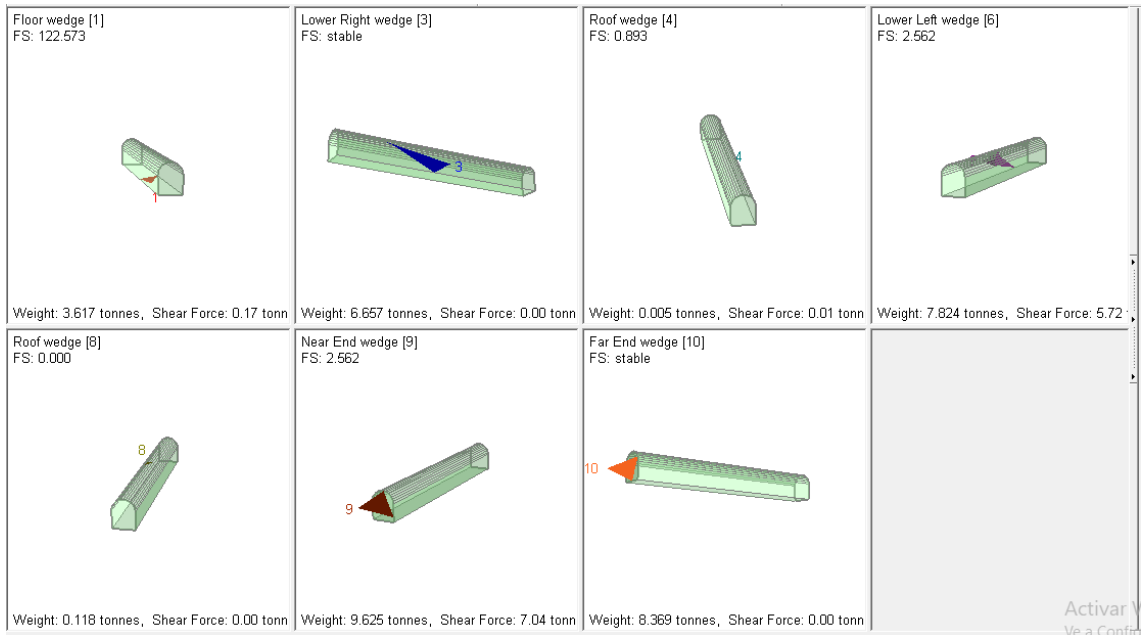


Figura 26

Análisis con el Programa Unwedge, para la estación 3

Floor wedge [1]
FS: 122.573
Weight: 3.617 tonnes
Shear Force: 0.17 tonnes
Apex Angle: 132.92 degrees

Lower Right wedge [3]
FS: stable
Weight: 6.657 tonnes
Shear Force: 0.00 tonnes
Apex Angle: 47.24 degrees

Roof wedge [4]
FS: 0.893
Weight: 0.005 tonnes
Shear Force: 0.01 tonnes
Apex Angle: 132.92 degrees

Lower Left wedge [6]
FS: 2.562
Weight: 7.824 tonnes
Shear Force: 5.72 tonnes
Apex Angle: 47.24 degrees

Roof wedge [8]
FS: 0.000
Weight: 0.118 tonnes
Shear Force: 0.00 tonnes
Apex Angle: 132.76 degrees

Near End wedge [9]
FS: 2.562
Weight: 9.625 tonnes
Shear Force: 7.04 tonnes
Apex Angle: 47.24 degrees

Far End wedge [10]
FS: stable
Weight: 8.369 tonnes
Shear Force: 0.00 tonnes
Apex Angle: 47.24 degrees

La cuña que centra nuestra atención está ubicada en la bóveda (cuña 4.8). Cuyo factor de seguridad es de 0.89 con respecto a las reglas de seguridad que se esperan en una actividad subterránea (debe tener un valor mayor o igual a 3.5), en estos casos será necesario pernos puntuales para las cuñas y/o lugares puntuales.

3.4.6. Aplicación del Programa Phase 2 – Rocscience

Figura 27

Análisis con el programa Phase 2 - Rocscience

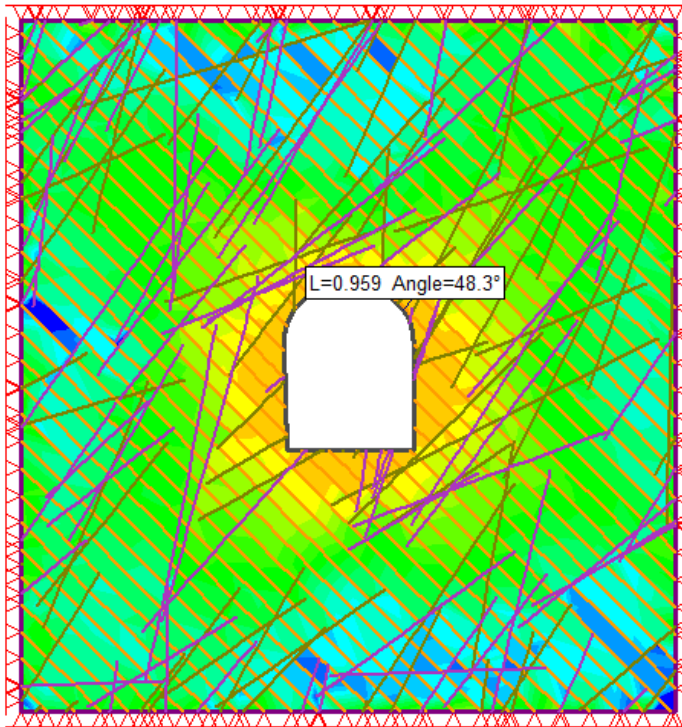
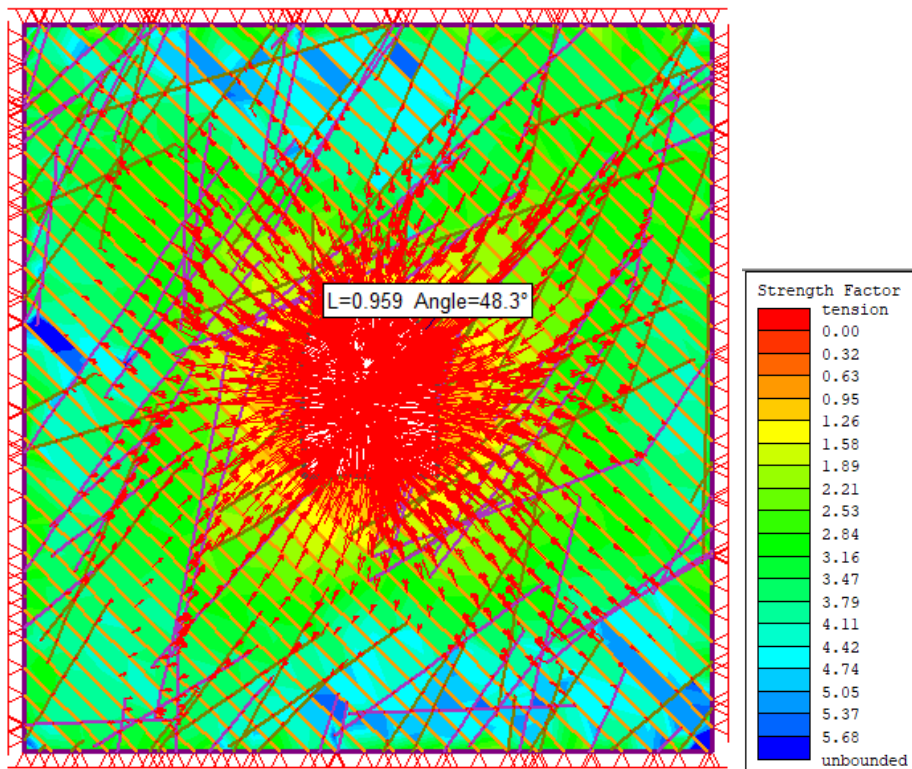


Figura 28

Análisis con el programa Phase 2 – Rocscience



El análisis hecho en el programa Phase 2 da como resultado los vectores de esfuerzo, teniendo en la parte superior izquierda el factor de seguridad para los distintos metros, la longitud de caída de rocas alrededor del túnel para lograr su estabilidad, por esto es muy importante el sostenimiento en esa estación. Se recomienda pernos sistemáticos (Split set) de 0.959 m de largo, además de arcos de madera para que el sostenimiento retenga la caída de rocas.

3.5. Resumen de los resultados obtenidos en las estaciones 1,2 y 3

Tabla 4

RESULTADOS OBTENIDOS DE LAS ESTACIONES

Estación 1				Estación 2				Estación 3			
RQD	RMR	GSI	Q de Barton	RQD	RMR	GSI	Q de Barton	RQD	RMR	GSI	Q de Barton
71.73	54	49	5.98	62.68	51	46	5.22	58.22	52	47	4.85
De: Sostenimiento es por pernos puntuales sin Shotcrete.				De: Sostenimiento es por pernos puntuales sin Shotcrete.				De: Sostenimiento es por pernos puntuales sin Shotcrete.			
T.A.S.: Es de poco más de 1 mes				T.A.S.: Es unos 30 días				T.A.S.: Es un mes.			
RocData: obtuvimos un ángulo de fricción de 57.63 una cohesión de 0.20 MPa				RocData: obtuvimos un ángulo de fricción de 57.63 y una cohesión de 0.20 Mpa				RocData: obtuvimos un ángulo de fricción de 56.74 y una cohesión de 0.310 Mpa			
Unwedge: Siendo las cuñas 8 y 9 cuyo factor de seguridad es menor a 1.				Unwedge: Se observa que la cuña 8 tiene un factor de seguridad muy bajo, la cuña 9 tiene un factor de seguridad 0.840				Unwedge: Se observa que la cuña 4.8 cuyo factor de seguridad es de 0.89			
Phase 2: analizando los vectores de esfuerzos, tienden a cerrar completamente el túnel si no cuenta con sostenimiento, además la longitud de caída es de 1.55 m y un ángulo de 24.9				Phase: analizando los vectores de esfuerzos, tienden a cerrar completamente el túnel si no cuenta con sostenimiento, la longitud de caída es de 1.55 y un ángulo de 25.8				Phase: analizando los vectores de esfuerzos, teniendo en la parte superior izquierda el factor de seguridad, la longitud de caída es de 0.959 y un ángulo de 48.3			

CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

4.1. Discusión

La caracterización geomecánica del macizo rocoso presentes en la mina de Cajabamba está compuesta por una roca ígnea volcánica riolita, están controladas por las características estructurales, geométricas y de las discontinuidades, dentro de los sistemas de clasificaciones: RQD, RMR, GSI y Sistema Q de Barton. La aplicación de las metodologías propuestas para este tipo de análisis y diseño, con la aplicación de softwares especializados en geomecánica, obteniendo resultados más confiables mientras mayor sean los detalles de la caracterización geotécnica y geomecánica.

Tal como menciona Tovoovererto, F. R, (2014), los factores de seguridad del entorno de deformación de la excavación desde valores: 0.54 a 3.47, dando a conocer que el modelo numérico de aplicación es muy importante para determinar el comportamiento plástico o elástico – plástico que está afectando a la excavación subterránea a ser propenso a inestabilidades y realizar mejoramientos mediante sostenimientos relacionados con los campos tensionales de cargas distribuidas en la periferia de la excavación.

Ángel Christopher Soto Vilca, 2016. Para las caracterizaciones geológicas y estructurales del macizo rocoso, utilizo e interpreto software Unwedge, Dips y Phase 2; para obtener sus factores de seguridad y esfuerzos del túnel.

4.2. Conclusiones

En general, las estaciones estudiadas nos arrojan entre roca buena a roca media, teniendo en cuenta que para el estudio consideramos zonas de mayor fracturamiento del macizo rocoso. Implica que el sostenimiento a utilizar es pernos puntuales sin Shotcrete.

En todas nuestras estaciones el tiempo de auto soporte mínimo nos da 30 días y lo máximo más de un mes. Lo que se concluye es que los trabajos de perforación y voladura vayan acompañados con el respectivo sostenimiento y análisis geomecánica.

Se concluye que utilizar pernos puntuales, para las zonas cuyo factor de seguridad es menor a 3.2 sería lo más adecuado, según lo calculado en los programas Unwedge y Phase 2.

A través del software Phase 2 hemos hallado que las estaciones 1, 2 y 3 con mayor cantidad de esfuerzo se encuentran en las paredes del socavón.

REFERENCIAS

- Osinergmin. (2017) Guía de criterios Geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima – Perú.
- Pedro Ramírez Oyanguren & Leandro Alejano Monge. (2014). Mecánica de rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes. Universidad Politécnica de Madrid.
- Gavilanes J, H., & Andrade Haro, B (2004). Introducción a la ingeniería de túneles. Quito, Ecuador: AIME. Recuperado el 26 de mayo de 2015
- Gonzales de Vallejo, L. I., M., Ortuño, L., & Oteo, C. (2002). Ingeniería Geológica. (I. Capella, ED.) Madrid, España: Pearson Educación. Recuperado el 26 de mayo 2015
- Tovovererto, F. R, (2014). Evolución geotécnica de los taludes de la carretera cruz blanca – El gavián. Cajamarca – UNC
- Aduvire, O., López Jimeno, C., & Aduvire, H. (2000). Guía de abandono y clausura de minas subterráneas. Madrid: ETSI Minas de Madrid
- Fundación Chile, 2015, Guía metodológica para la estabilidad física de faenas e instalaciones mineras.
- Ángel Christopher Soto Vilca, 2016. Diseño de sostenimiento en el túnel Wayrasencca – Ollachea. Puno – Perú.

ANEXOS

Anexo 1: RMR

Clasificación geomecánica RMR (Bieniawski, 1989)									
Parámetros de clasificación									
1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga puntual	> 10	10 - 4	4 - 2	2 - 1	Compresión Simple (MPa)		
		Compresión Simple	> 250	250 - 100	100 - 50	50 - 25	25 - 5	5 - 1	< 1
2	RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
	Puntuación		20	17	13	6	3		
3	Separación entre diaclasas		> 2 m	0,6 - 2 m	0,2 - 0,6 m	0,06 - 0,2 m	< 0,06 m		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m		
		Puntuación	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	< 0,1 mm	0,1 - 1,0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno blando < 5 mm	Relleno blando > 5 mm		
		Puntuación	6	4	2	2	0		

		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta
		Puntuación	6	5	3	1	0
5	Agua freática	Caudal por 100 m de túnel	Nulo	< 10 litros/min	10 - 25 litros/min	25 - 125 litros/min	> 125 litros/min
		Relación: Presión de agua/Tensión principal mayor	0	0 - 0,1	0,1 - 0,2	0,2 - 0,5	> 0,5
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo
	Puntuación		15	10	7	4	0

Corrección por la orientación de las discontinuidades						
Dirección y buzamiento		Muy favorables	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables
Puntuación	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Anexo 2: GSI

INDICE GEOLOGICO DE RESISTENCIA		CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES		
<p>De los códigos de letra que describen la estructura del macizo rocoso y la condición de las discontinuidades (en Tabla 4), seleccione el cuadro apropiado en esta tabla. Estime el valor típico del Índice Geológico de Resistencia, GSI, de los contornos que muestra la tabla. No trate de obtener un mayor grado de precisión. Indicar un rango de valores para GSI, por ejemplo de 36 a 42, es más realista que indicar un único valor, por ejemplo 38.</p>		<p>MUY BUENA Superficies rugosas y/o ccajas frescas (sin señales de interpenetración ni de alteración)</p> <p>BUENA Superficies rugosas, ccajas ligeramente interpenetradas y/o alteradas, con patinos de óxido de hierro</p> <p>REGULAR Superficies lisas, ccajas moderadamente interpenetradas y/o alteradas</p> <p>MALA Superficies lisas y/o ccajaladas, ccajas interpenetradas y/o alteradas, con rellenos de fragmentos granulares y/o arcillosos firmes</p> <p>MUY MALA Superficies lisas y/o ccajaladas, ccajas muy interpenetradas y/o alteradas, con rellenos arcillosos blandos</p>		
ESTRUCTURA DEL MACIZO ROCOSO		EMPEORA LA CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES		
		DISMINUYE LA TRABAZON DE LOS BLOQUES DE ROCA		
 <p>FRACTURADO EN BLOQUES (BLOCKY) MACIZO ROCOSO CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA BIEN TRABADOS, DE FORMA CÚBICA Y DEFINIDOS POR TRES SETS DE ESTRUCTURAS, ORTOGONALES ENTRE SÍ.</p>	80			
 <p>FUERTEMENTE FRACTURADO EN BLOQUES (VERY BLOCKY) MACIZO ROCOSO ALGO PERTURBADO, CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA TRABADOS, DE VARIAS CARAS, ANGULOSOS Y DEFINIDOS POR CUATRO O MÁS SETS DE ESTRUCTURAS.</p>	70	60		
 <p>FRACTURADO Y PERTURBADO (BLOCKY / DISTURBED) MACIZO ROCOSO PLEGADO Y/O AFECTADO POR FALLAS, CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA DE VARIAS CARAS, ANGULOSOS Y DEFINIDOS POR LA INTERSECCION DE NUMEROSOS SETS DE ESTRUCTURAS.</p>		50	40	
 <p>DESINTEGRADO (DISINTEGRATED) MACIZO ROCOSO MUY FRACTURADO Y QUEBRADO, CONFORMADO POR UN CONJUNTO POBRMENTE TRABADO DE BLOQUES Y TROZOS DE ROCA, ANGULOSOS Y TAMBIEN REDONDEADOS</p>			30	
			20	10

Anexo 3: Sistema Q de Barton

Notas: i) En intersecciones de túneles se utiliza la expresión (3Jn) ii) En las bocas de los túneles se utiliza la expresión (2Jn)			
3. Índice de rugosidad de las discontinuidades			Jr
a) Contacto entre las dos caras de la discontinuidad b) Contacto entre las dos caras de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante inferior a 10 cm			
A	Diaclasas discontinuas		4
B	Diaclasas onduladas, rugosas o irregulares		3
C	Diaclasas onduladas, lisas		2
D	Diaclasas onduladas, perfectamente lisas		1.5
E	Diaclasas planas, rugosas o irregulares		1.5
F	Diaclasas planas, lisas		1
G	Diaclasas planas, perfectamente lisas		0.5
Notas: i) Las descripciones se refieren a caracterizaciones a pequeña escala y escala intermedia, por este orden			
c) No existe contacto entre las caras de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante			
H	Zona que contiene minerales arcillosos con un espesor suficiente para impedir el contacto de las caras de la discontinuidad		1
G	Zona arenosa, de gravas o triturada con un espesor suficiente para impedir el contacto entre las dos caras de la discontinuidad		1
Notas: i) Si el espaciado de la principal familia de discontinuidades es superior a 3 m, se debe aumentar el índice Jr en una unidad ii) En el caso de diaclasas planas perfectamente lisas que presenten lineaciones, y que dichas lineaciones estén orientadas según la dirección de mínima resistencia, se puede utilizar el valor Jr = 0,5			
4. Índice de alteración de las discontinuidades		Ør	Jn
a) Contacto entre los planos de la discontinuidad (sin minerales de relleno intermedios)			
A	Discontinuidad cerrada, dura, sin reblandecimientos, impermeable, cuarzo	—	0,75
B	Planos de discontinuidad inalterados, superficies ligeramente manchadas	25° - 35°	1
C	Planos de discontinuidades ligeramente alterados. Presentan minerales no reblandecibles, partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcillas, etc.	25° - 30°	2
D	Recubrimientos de arcillas limosas o arenosas. Fracción pequeña de arcilla (no blanda)	20° - 25°	3

E	Recubrimientos de arcillas blandas o de baja fricción, es decir, caolinita o mica. También clorita, talco, yeso, grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas	8° - 16°	4
b) Contacto entre los planos de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante inferior a 10 cm (minerales de relleno en pequeños espesores)			
F	Partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	25° - 30°	4
G	Fuertemente sobreconsolidados, con rellenos de minerales arcillosos no blandos (continuos, pero con espesores inferiores a 5 mm)	16° - 24°	6
H	Sobreconsolidación media a baja, con reblandecimiento, rellenos de minerales arcillosos (continuos, pero de espesores inferiores a 5 mm)	12° - 16°	8
J	Rellenos de arcillas expansivas, es decir, montmorillonita (continuos, pero con espesores inferiores a 5 mm). El valor de J_a depende del porcentaje de partículas con tamaños similares a los de las arcillas expansivas	6° - 12°	8 - 12.
c) No se produce contacto (enc) No se produce contacto entre los planos de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante (rellenos de mineral de gran espesor)			
K	Zonas o bandas de roca desintegrada o triturada y arcillas (ver G, H y J para la descripción de las condiciones de las arcillas)	6° - 24°	6, 8 ó 8 - 12
L			
M			
N	Zonas o bandas de arcillas limosas o arenosas, con pequeñas fracciones de arcillas no reblandecibles	—	5
O	Zonas o bandas continuas de arcilla, de espesor grueso (ver clases G, H y J, para la descripción de las condiciones de las arcillas)	6° - 24°	10, 13 ó 13 - 20
P			
R			
Nota: los valores expresados para los parámetros J_r y J_a se aplican a las familias de diaclasas o discontinuidades que son menos favorables con relación a la estabilidad, tanto por la orientación de las mismas como por su resistencia al corte (esta resistencia puede evaluarse mediante la expresión: $T \approx \sigma_n \tan^{-1} (J_r/J_a)$)			
5. Factor de reducción por la presencia de agua		Presión de agua (Kg/cm²)	J_w
A	Afluencia a presión media, con lavado ocasional de los rellenos de las discontinuidades	< 1	1
B	Afluencia a presión media, con lavado ocasional de los rellenos de las discontinuidades	1 - 2,5	0,66
C	Afluencia importante o presión alta en rocas competentes con discontinuidades sin relleno	2,5 - 10	0,5
D	Afluencia importante o presión alta, produciéndose un lavado considerable de los rellenos de las diaclasas	2,5 - 10	0,33
E	Afluencia excepcionalmente alta o presión elevada en el momento de realizar las voladuras, decreciendo con el tiempo	> 10	0,2 - 0,1

F	Afluencia excepcionalmente alta, o presión elevada de carácter persistente, sin disminución apreciable	> 10	0,1 - 0,05	
Notas: i) Los valores de las clases C, D, E y F son meramente estimativos. Si se acometen medidas de drenaje, puede incrementarse el valor J_w . ii) No se han considerado los problemas especiales derivados de la formación de hielo				
6. Condiciones tensionales de la roca		SRF		
a) Las zonas débiles interceptan a la excavación, pudiendo producirse desprendimientos de roca a medida que la excavación del túnel va avanzando				
A	Múltiples zonas débiles, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca de contorno muy suelta (a cualquier profundidad)	10		
B	Zonas débiles aisladas, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de la excavación ≤ 50 m)	55		
C	Zonas débiles aisladas, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de la excavación > 50 m)	2,5		
D	Múltiples zonas de fracturas en roca competente (libres de arcillas), roca de contorno suelta (a cualquier profundidad)	7,5		
E	Zonas de fractura aisladas en roca competente (libre de arcillas) (profundidad de excavación ≤ 50 m)	5		
F	Zonas de fractura aisladas en roca competente (libre de arcillas) (profundidad de excavación > 50 m)	2,5		
G	Terreno suelto, diaclasas abiertas, fuertemente fracturado, en terrones, etc. (a cualquier profundidad)	5		
Nota: i) Se reducen los valores expresados del SRF entre un 20% - 50% si las zonas de fracturas sólo ejercen cierta influencia pero no interceptan a la excavación				
b) Rocas competentes, problemas tensionales en las rocas		σ_c/σ_1	σ_θ/σ_1	SRF
H	Tensiones pequeñas cerca de la superficie, diaclasas abiertas	> 200	< 0,001	2,5
J	Tensiones medias, condiciones tensionales favorables	200 - 10	0,01 - 0,3	1
K	Tensiones elevadas, estructura muy compacta. Normalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales	10 - 5	0,3 - 0,4	0,5 - 2
L	Lajamiento moderado de la roca después de 1 hora en rocas masivas	5 - 3	0,5 - 0,65	5 - 50

M	Lajamiento y estallido de la roca después de algunos minutos en rocas masivas	3 - 2	0,65 - 1	50 - 200
N	Estallidos violentos de la roca (deformación explosiva) y deformaciones dinámicas inmediatas en rocas masivas	< 2	> 1	200 - 400
<p>Nota:</p> <p>i) Si se comprueba la existencia de campos tensionales fuertemente anisotrópicos: cuando $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, se disminuye el parámetro σ_c hasta $0,75\sigma_c$; si $\sigma_1/\sigma_3 > 10$, se tomará el valor $0,5\sigma_c$. σ_c es resistencia a compresión simple, σ_1 y σ_3 son las tensiones principales mayor y menor y σ_θ es la tensión tangencial máxima, estimada a partir de la teoría de la elasticidad).</p> <p>ii) En los casos en que la profundidad de la clave del túnel es menor que la anchura de la excavación, se sugiere aumentar el valor del factor SRF entre 2,5 y 5 unidades (véase clase H).</p>				
c) Rocas deformables: flujo plástico de roca incompetente sometida a altas presiones litostáticas			σ_θ/σ_c	SRF
O	Presión de deformación baja	1 - 5		5 - 10
P	Presión de deformación alta	> 5		10 - 20
<p>Nota:</p> <p>i) Los fenómenos de deformación o fluencia de rocas suelen ocurrir a profundidades: $H > 350Q^{1/3}$ (Singh et al.,1992). La resistencia a compresión de macizo rocoso puede estimarse mediante la expresión:</p> <p>$q(\text{MPa}) \approx 7 \cdot \gamma \cdot Q^{1/3}$, donde γ es la densidad de la roca en g/cm^3 (Singh,1993)</p>				
d) Rocas expansivas: actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua				SRF
R	Presión de expansión baja			5 - 10.
S	Presión de expansión alta			10 - 15.

Anexo 4: Relación sostenimiento ESR

Valores de ERS (Barton & Grimstad, 21994)

	Tipo de excavación	ESR
A	Excavaciones mineras provisionales.	2.0 - 50
B	Excavaciones mineras permanentes, túneles de conducción de agua para obras hidroeléctricas (con excepción de las cámaras de alta presión para compuertas), túneles piloto (excavaciones parciales para cámaras subterráneas grandes.	1.6 - 2.0
C	Cámaras de almacenamiento, plantas subterráneas para el tratamiento de aguas, túneles carreteros y ferrocarriles pequeños, cámaras de alta presión, túneles auxiliares.	1.2 - 1.3
D	Casas de máquina, túneles carreteras ferrocarriles mayores refugios de defensa civil, portales y cruces de túnel.	0.9 - 1.1
E	Estaciones nucleares eléctricas subterráneas, estaciones de ferrocarriles, instalaciones para deportes y reuniones, fabricas.	0.5 - 0.8

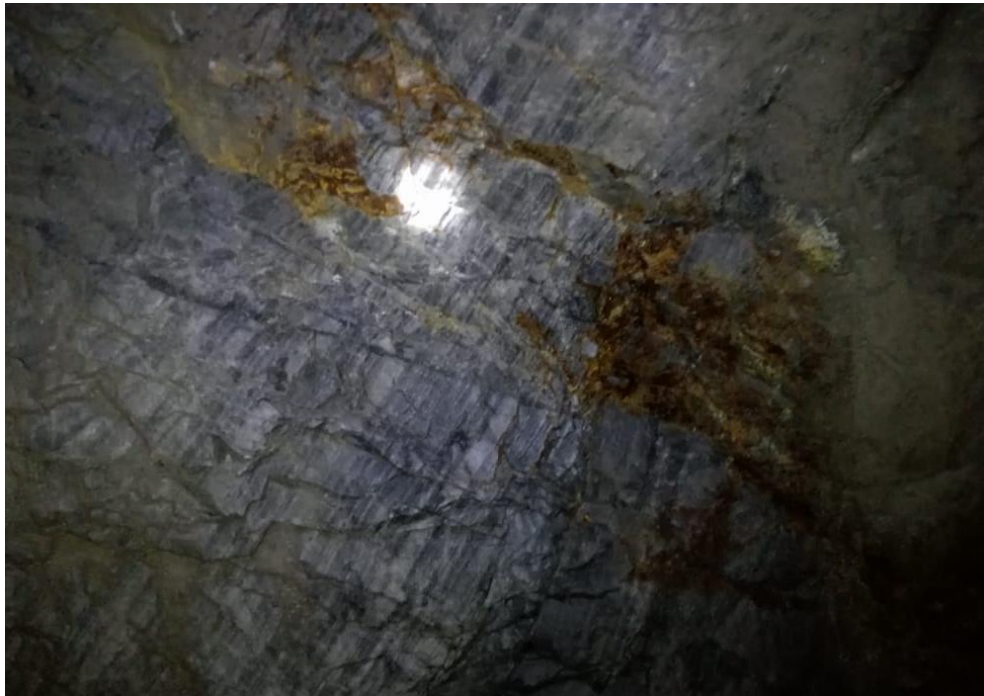
Anexo 5: Boca mina del socavón



Anexo 6: Toma de datos



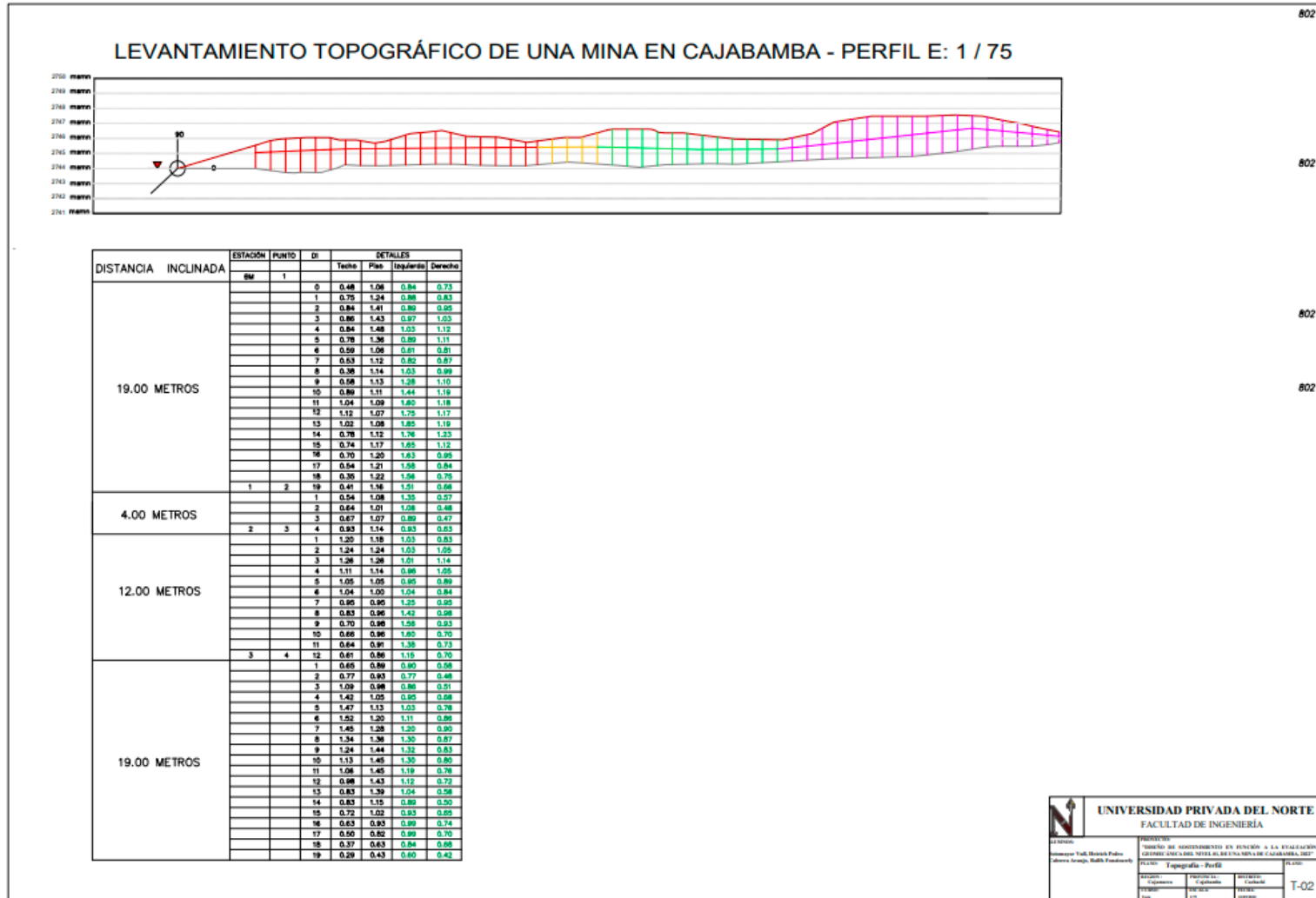
Anexo 7: Estación 2



Anexo 8: Perfil de la mina



Anexo 9: Vista de Perfil de la mina



Anexo 10: Vista de Planta de la m

