



**UNIVERSIDAD DE TALCA
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA DE INGENIERÍA CIVIL DE MINAS**

**EL IMPACTO DE LAS PROPIEDADES DEL MACIZO ROCOSO
EN LA SOBREEEXCAVACIÓN DE UN TÚNEL**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

(BASTIÁN ESTEBAN AGUILAR CONTRERAS)

PROFESOR GUÍA

Dr. Amin Hekmatnejad

CURICÓ - CHILE

2020

CONSTANCIA

La Dirección del Sistema de Bibliotecas a través de su encargado Biblioteca Campus Curicó certifica que el autor del siguiente trabajo de titulación ha firmado su autorización para la reproducción en forma total o parcial e ilimitada del mismo.



Curicó, 2022

RESÚMEN

El fenómeno de sobreexcavación es una problemática muy importante en la minería actual, ya que puede ocurrir tanto para un método de explotación subterráneo como cielo abierto. Tal es su importancia que continuamente se trata de caracterizar el yacimiento mediante métodos empíricos de mecánica de rocas como son las clasificaciones de *Bienawski (1989)* o *Barton*, sin embargo, tales métodos o clasificaciones carecen de representatividad debido a que trabajan sobre la base de que el macizo rocoso es isotrópico y sin fracturas preexistentes.

Es por ello que el objetivo de esta investigación es identificar y establecer los parámetros claves y más influyentes de este fenómeno mediante el uso de datos reales y tomadas de manera *in situ*.

Luego de visualizados los datos y resultados, se establece que, para este caso, los parámetros más importantes a la hora de evaluar el nivel de sobreexcavación son la excavación y la litología, puesto que se aprecia una mayor correlación entre estos factores y las zonas con sobreexcavación.

La sismicidad es un factor se declara como factor importante pero no decisivo y que puede ser útil a la hora de identificar zonas posibles a tener alta actividad minera, lo que puede desencadenar en zonas de sobreexcavación.

Finalmente, el campo de esfuerzos *in situ*, se descartan para este caso como un factor relevante debido a la poca correlación que existe con las zonas de sobreexcavación.

Palabras claves: Sobreexcavación, excavación, litología, sismicidad, campo de esfuerzo *in situ*.

ABSTRACT

The phenomenon of over-excavation is a very important problem in current mining, since it can occur both for an underground mining method and open pit. Such is its importance that it is continually trying to characterize deposits through empirical rock mechanics methods such as the Bienawski (1989) or Barton classifications, however, such methods or classifications lack representativeness because they work on the basis that the rock mass is isotropic and without pre-existing fractures.

That is why the objective of this research is to identify and establish the key and most influential parameters of this phenomenon through the use of real data taken in situ.

After viewing the data and results, it is established that, in this case, the most important parameters when evaluating the level of over-excavation are excavation and lithology, since there is a greater correlation between these factors and the areas with overbreak.

Seismicity is a factor that is declared an important but not decisive factor and that can be useful when identifying areas that may have high mining activity, which can trigger over-excavation areas.

Finally, the field of in situ stress is discarded in this case as a relevant factor due to the little correlation that exists with the over-excavation areas.

Keywords: Over-excavation, excavation, lithology, seismicity, field of in situ stress.

AGRADECIMIENTOS

Primero agradecer a Dios, por darme salud y la maravillosa oportunidad de estudiar esta linda carrera.

Segundo, agradecer plenamente a mi familia, a mi madre Eliana, quien está en una lucha muy difícil, pero tengo plena fe en que saldrá adelante con una sonrisa; a mi padre Eduardo, quien es mi primer guía en esta experiencia que llamamos vida, sin él no habría llegado tan lejos; a mi hermana mayor Gianine, quien es como una segunda madre para mí, y siempre puede contar con ella para todo; a mi hermano menor, Nicolás, quien es un mejor amigo para mí y con quien puedo compartir lo que sea; a mi cuñado Rigoberto, a quien considero el hermano mayor que nunca tuve y siempre quise; a mis sobrinos Benjamín y Mateo, quienes alegran mi vida con su energía e inocencia; y a mis mascotas Jerry y Luli, quienes más que mascotas, son miembros muy importantes de la familia.

Tercero, agradecer a mis grandes amigos Matías y Claudio, con quienes llevo años de una bella amistad y espero que siga creciendo, su apoyo es fundamental; a las grandes personas y amigos que conocí en la universidad, Marco, Matías, Andrés, Nicolas, Vicente y Eduardo, tan solo agradecerles todo lo que me dieron y desearles el mayor éxito de todos pues se lo merecen.

Por último, pero lejos de no ser importante, a mi profesor guía, el Dr. Amin Hekmatnejad, por confiar en mí y brindarme la posibilidad de adentrarme en esta área tan bella como la geomecánica, lo admiro profesor y espero que tenga un éxito enorme en todos sus proyectos.

“Estar preparado es importante, saber esperar lo es aún más, pero aprovechar el momento adecuado es la clave de la vida.” Arthur Schnitzler.

ÍNDICE

1. INTRODUCCIÓN	1
1.1 Antecedentes y motivación.....	1
1.2 Descripción del problema	1
1.3 Objetivos	2
1.3.1 Objetivo general	2
1.3.2 Objetivos específicos.....	2
1.4 Alcances.....	2
2. MARCO TEÓRICO	3
2.1 Modelos numéricos.....	3
2.1.1 Generalidades	3
2.1.2 Método de elementos finitos (FEM)	3
2.1.3 Método de elementos discretos (DEM).....	4
2.1.4 Método de elementos finitos-discretos (FDEM).....	4
2.1.5 <i>Discrete Fracture Network</i>	5
2.2 Mecánica de rocas.....	7
2.2.1 Definición	7
2.2.2 Macizo rocoso.....	7
2.2.3 Anisotropía.....	8
2.2.4 Efecto de escala	8
2.2.5 Rotura frágil del macizo rocoso.....	8
2.2.6 Aplicaciones de la mecánica de rocas en minería.....	9
2.3 Sobreexcavación y estallido de roca.....	10
2.3.1 Generalidades	10
2.3.2 Características.....	12
2.3.3 Tipos de estallido de rocas.....	22
2.3.4 Mecanismos.....	25
3. METODOLOGÍA.....	26

3.1	Revisión bibliográfica	26
3.2	Base de datos	26
3.3	CloudCompare	26
4.	DESARROLLO	27
4.1	Base de datos	27
4.1.1	Eventos sísmicos	27
4.1.2	Perfiles de tronadura	28
4.1.3	Campo de esfuerzo <i>in situ</i>	28
4.1.4	Litología	29
4.2	Visualización de los datos	29
4.2.1	Geometría de la zona de estudio	30
4.2.2	Visualización de eventos sísmicos	30
4.2.3	Visualización campo de esfuerzo <i>in situ</i>	31
4.2.4	Visualización de perfiles de tronadura	34
4.2.5	Visualización de la litología	35
4.3	Zona de estudio	35
4.3.1	Sub zona de estudio uno	36
4.3.2	Sub zona de estudio dos	40
4.3.3	Sub zona de estudio tres	44
5.	RESULTADOS Y DISCUSIÓN	49
5.1	Sub zona de estudio uno	49
5.1.1	Sobreexcavación sub zona de estudio uno	49
5.1.2	Sobreexcavación y tronadura	51
5.1.3	Sobreexcavación y sismicidad	51
5.1.4	Sobreexcavación y litología	52
5.1.5	Sobreexcavación y campo de esfuerzo <i>in situ</i>	53
5.2	Sub zona de estudio dos	54
5.2.1	Sobreexcavación sub zona de estudio dos	54
5.2.2	Sobreexcavación y tronadura	56

5.2.3	Sobreexcavación y sismicidad	56
5.2.4	Sobreexcavación y litología.....	57
5.2.5	Sobreexcavación y campo de esfuerzo <i>in situ</i>	58
5.3	Sub zona de estudio tres	58
5.3.1	Sobreexcavación sub zona de estudio tres	58
5.3.2	Sobreexcavación y tronadura.....	60
5.3.3	Sobreexcavación y sismicidad	61
5.3.4	Sobreexcavación y litología.....	62
5.3.5	Sobreexcavación y campo de esfuerzo <i>in situ</i>	62
5.4	Discusiones finales	63
6.	CONCLUSIONES.....	65
7.	REFERENCIAS.....	67
8.	ANEXOS.....	69

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1: (a) Modelo conceptual del Modo I de falla y modelo análogo del Modo II de falla en roca, (b) modelo teórico del FPZ para el Modo I de falla y modelo análogo del FPZ para el Modo II de falla.	5
Figura 2.2: (a) DFN en tres dimensiones y (b) DFN en dos dimensiones con dos sets de discontinuidades (azul y verde).....	6
Figura 2.3: Parámetros básicos para la construcción de un DFN. (a) Orientación y número de sets de discontinuidades, (b) distribución de tamaños de las discontinuidades y (c) ejemplos de intensidades de fracturas en el espacio.	7
Figura 2.4: Fotografías de túneles subterráneos, dañados por intensos estallidos de roca. .	11
Figura 2.5: Ilustración de la deformación tangencial producida por minería inducida, (a) sacudida debido a las fuerzas de aceleración de un evento sísmico remoto, (b) fractura por esfuerzo estático o <i>strain burst</i> debido a la deformación tangencial y (c) eyección de rocas por transferencia de <i>momentum</i> desde fuentes sísmicas remotas o desde una alta tasa de desplazamiento de volumen durante el <i>strain burst</i>	16
Figura 2.6: Ejemplos típicos de estallidos de roca en túneles de minería subterránea controlados por un plano estructural rígido o un set de planos estructurales rígido.	19
Figura 2.7: Ejemplos típicos de estallidos de roca en túneles de minería subterránea controlados por dos planos estructurales rígidos con diferente azimut o dos set de planos estructurales rígidos.	21
Figura 2.8: Diferentes efectos que puede producir un estallido de roca en diversos pilares: (a) compresión, (b) corte y (c) corte simultáneo.....	23
Figura 4.1: Litología presente a lo largo de la zona de hundimiento.	29
Figura 4.2: Vista en planta del túnel (zona de estudio) a una escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).....	30
Figura 4.3: Vista en planta de nube de puntos de eventos sísmicos, con campo escalar de magnitud sísmica en escala de momento. Escala 300:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).	30
Figura 4.4: Vista en planta de nube de puntos de campo de esfuerzo in situ, con campo escalar de esfuerzo principal mayor en MPa. Escala 500:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).....	31
Figura 4.5: Vista en planta de nube de puntos de campo de esfuerzo in situ, con campo escalar de esfuerzo principal intermedio en MPa. Escala 500:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).	32

Figura 4.6: Vista en planta de nube de puntos de campo de esfuerzo in situ, con campo escalar de esfuerzo principal menor en MPa. Escala 500:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).	33
Figura 4.7: Vista en planta de nube de puntos del perfil de tronadura en la totalidad de la zona de hundimiento. Escala 400:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).....	34
Figura 4.8: Vista en planta de nube de puntos del perfil de tronadura en la zona de estudio (túnel). Escala 250:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).	34
Figura 4.9: Visualización de la litología de la zona de hundimiento. Escala 250:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).	35
Figura 4.10: Litología presente en la zona del túnel (zona de estudio).	35
Figura 4.11: Delimitación de la primera sub zona de estudio en el túnel. Escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).	36
Figura 4.12: Perfiles de tronadura dentro de la sub zona de estudio uno. Escala 150:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).	36
Figura 4.13: Eventos sísmicos dentro de la sub zona de estudio uno. Escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).	37
Figura 4.14: Litología delimitada en la sub zona de estudio uno. Escala 250:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).	38
Figura 4.15: Leyenda presente en la sub zona de estudio uno.	38
Figura 4.16: Campo de esfuerzos in situ (esfuerzo principal mayor) dentro de la sub zona de estudio uno. Escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).....	39
Figura 4.17: Delimitación de la segunda sub zona de estudio en el túnel. Escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).	40
Figura 4.18: Perfiles de tronadura dentro de la sub zona de estudio dos. Escala 150:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).	40
Figura 4.19: Eventos sísmicos dentro de la sub zona de estudio dos. Escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).	42
Figura 4.20: Litología delimitada en la sub zona de estudio dos. Escala 250:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).	42
Figura 4.21: Campo de esfuerzos in situ (esfuerzo principal mayor) dentro de la sub zona de estudio dos. Escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).	43
Figura 4.22: Delimitación de la tercera sub zona de estudio en el túnel. Escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).	44
Figura 4.23: Perfiles de tronadura dentro de la sub zona de estudio tres. Escala 150:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).	44
Figura 4.24: Eventos sísmicos dentro de la sub zona de estudio tres. Escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).	46

Figura 4.25: Litología delimitada en la sub zona de estudio tres. Escala 250:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).....	46
Figura 4.26: Leyenda presente en la sub zona de estudio 3.	47
Figura 4.27: Campo de esfuerzos in situ (esfuerzo principal mayor) dentro de la sub zona de estudio tres. Escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).....	47
Figura 5.28: Primera sección de sobreexcavación en la sub zona de estudio 1. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).....	49
Figura 5.29: Sección intermedia de sobreexcavación en la sub zona de estudio 1. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).....	50
Figura 5.30: Última Sección de sobreexcavación en la sub zona de estudio 1. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).....	50
Figura 5.31: Visualización de perfiles de tronadura y sobreexcavación en la primera sub zona de estudio. Escala 55:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).....	51
Figura 5.32: Visualización de la sismicidad en el túnel y sobreexcavación en la primera sub zona de estudio. Escala 55:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).....	52
Figura 5.33: Visualización de la litología en el túnel y sobreexcavación en la primera sub zona de estudio. Escala 50:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).....	52
Figura 5.34: Visualización del campo de esfuerzo <i>in situ</i> y sobreexcavación en la primera sub zona de estudio. Escala 55:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).....	53
Figura 5.35: Primera sección de sobreexcavación en la sub zona de estudio 2. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).....	54
Figura 5.36: Sección intermedia de sobreexcavación en la sub zona de estudio 2. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).....	55
Figura 5.37: Última sección de sobreexcavación en la sub zona de estudio 2. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).....	55
Figura 5.38: Visualización de perfiles de tronadura y sobreexcavación en la segunda sub zona de estudio. Escala 55:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).....	56
Figura 5.39: Visualización de la sismicidad en el túnel y sobreexcavación en la segunda sub zona de estudio. Escala 55:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).....	57
Figura 5.40: Visualización de la litología en el túnel y sobreexcavación en la segunda sub zona de estudio. Escala 50:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).....	57
Figura 5.41: Visualización del campo de esfuerzo <i>in situ</i> y sobreexcavación en la segunda sub zona de estudio. Escala 55:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).....	58
Figura 5.42: Primera sección de sobreexcavación en la sub zona de estudio 3. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).....	59
Figura 5.43: Sección intermedia de sobreexcavación en la sub zona de estudio 3. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).....	59

Figura 5.44: Última sección de sobreexcavación en la sub zona de estudio 3. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).....	60
Figura 5.45: Visualización de perfiles de tronadura y sobreexcavación en la tercera sub zona de estudio. Escala 55:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).....	60
Figura 5.46: Visualización de la sismicidad en el túnel y sobreexcavación en la tercera sub zona de estudio. Escala 55:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).....	61
Figura 5.47: Visualización de la litología en el túnel y sobreexcavación en la tercera sub zona de estudio. Escala 50:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).....	62
Figura 5.48: Visualización del campo de esfuerzo <i>in situ</i> y sobreexcavación en la tercera sub zona de estudio. Escala 55:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).....	63

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1: Descripción del estallido de roca en función de la magnitud (Hudyma, 2004).....	24
Tabla 4.1: Extracto base de datos de registro de eventos sísmicos.....	27
Tabla 4.2: Extracto base de datos de perfiles de tronadura.....	28
Tabla 4.3: Extracto base de datos de campo de esfuerzo <i>in situ</i>	29
Tabla 4.4: Listado de perfiles de tronadura ocurridos dentro de la sub zona de estudio uno.	37
Tabla 4.5: Campo de esfuerzo <i>in situ</i> en la primera sub zona de estudio.	39
Tabla 4.6: Extracto de perfiles de tronadura ocurridos dentro de la sub zona de estudio dos.	41
Tabla 4.7: Campo de esfuerzo <i>in situ</i> en la segunda sub zona de estudio.	43
Tabla 4.8: Extracto de perfiles de tronadura ocurridos dentro de la sub zona de estudio tres.	45
Tabla 4.9: Campo de esfuerzo <i>in situ</i> en la tercera sub zona de estudio.....	47

1. INTRODUCCIÓN

1.1 Antecedentes y motivación

Según se menciona en Al Heib, M. (1993) diferentes peligros inducidos por la naturaleza pueden afectar las actividades de la mina durante y después de su cierre. Uno de ellos es el riesgo sísmico. Con el aumento de la profundidad de la minería, la sobreexcavación y los estallidos de rocas son algunos de los desastres más graves que amenazan la seguridad de los operadores de la mina y la estabilidad de la superficie.

Estos fenómenos son una problemática muy seria a lo largo de las actividades industriales que se ejercen en el ámbito terrestre (minería, hidroeléctricas, entre otros) pero en la actualidad suponen un peligro inminente debido al carácter fundamental que ha tomado la seguridad en la industria actual.

Desde que se produjo el primer registro de estallido de rocas en una mina de estaño en Gran Bretaña en 1738, los estallidos de rocas han ocurrido con frecuencia en varios lugares, incluyendo centrales hidroeléctricas, túneles de minería, túneles de carreteras y ferrocarriles, y centrales nucleares, etc. Estallidos de rocas o fracturas similares a explosiones seguidos del colapso de la roca, se conocen desde la primera mitad del siglo XVIII.

Actualmente la sobreexcavación y el estallido de roca es el foco de atención principal para la seguridad en la industria minera, por lo que constantemente se procura entender de mejor manera estos fenómenos.

En Elmo, D., Moffitt, K. & Carvalho, J. (2016) se dice que los sistemas de clasificación del macizo rocoso como el RMR (Bieniawski 1989), el índice Q (Barton et al. 1974) y el GSI (Hoek et al. 1995) se usan tradicionalmente para obtener propiedades para el análisis numérico. Sin embargo, estos métodos están limitados por suposiciones como el comportamiento de un macizo de rocoso isotrópico, por la falta de consideración de fracturas en la roca intacta y posibles fallas que ocurren a lo largo de las fracturas naturales.

1.2 Descripción del problema

El fenómeno de sobreexcavación es uno de los más importantes peligros que amenaza las operaciones mineras, dicho fenómeno se traduce como un evento violento o no y repentino de eyección de rocas, y el cual está relacionado con las propiedades del macizo rocoso, sus discontinuidades y con la sismicidad inducida.

Diversos parámetros, ya sean empíricos, analíticos u obtenidos mediante simulación de modelos matemáticos, son empleados para establecer predicción, nivel de daño, y probabilidad de ocurrencia de un estallido de roca.

Dentro de los parámetros se tienen de dos clases, los parámetros del macizo rocoso y los parámetros sísmicos, a su vez los parámetros del macizo rocoso son subdivididos en parámetros intrínsecos de la roca y parámetros asociados a la carga. Los parámetros intrínsecos corresponden a propiedades geológicas, mecánicas o mineralógicas, mientras que los parámetros asociados a la carga corresponden a las condiciones *in situ* del macizo rocoso y las características de excavaciones, como, por ejemplo, tamaño, forma y velocidad de excavación.

Además de los parámetros mencionados anteriormente, también se deben considerar las discontinuidades del macizo rocoso, su tipo y mecanismo de falla, y elementos como iniciación, propagación, y coalescencia.

Dentro de la sismicidad inducida, se deben considerar elementos de amplitud, frecuencia y energía radiada. Estos elementos estudiados en conjunto con el macizo rocoso y sus discontinuidades son utilizados para estudiar el fenómeno de sobreexcavación.

1.3 Objetivos

1.3.1 Objetivo general

- Establecer las propiedades claves del macizo rocoso *in situ* con respecto a la sobreexcavación.

1.3.2 Objetivos específicos

- Relacionar las propiedades claves del macizo rocoso con respecto a la sobreexcavación de un túnel.
- Evaluar impacto de las propiedades claves del macizo rocoso con respecto a la sobreexcavación de un túnel.

1.4 Alcances

- La limitación de la investigación viene dada por los datos que se poseen en principio y solo se trabajara en base a ellos.
- Los resultados obtenidos son de tipo analítico y visual, y no está sujeto a modelos de simulación o procesos estocásticos.
- Los resultados de la investigación solo son aplicables a la zona de estudio tratada y no es extrapolable a otras zonas de estudio con condiciones diferentes.

2. MARCO TEÓRICO

2.1 Modelos numéricos

2.1.1 Generalidades

Los modelos numéricos pueden servir como una herramienta útil para comprender el comportamiento mecánico esperado de la roca y ayudar en el proceso de toma de decisiones para problemas de ingeniería de rocas. Convencionalmente, los enfoques numéricos se pueden clasificar en dos categorías, los cuales son, aquellos basados en formulaciones continuas y aquellos basados en formulaciones discontinuas o discretas. En general, los métodos continuos (método de elementos finitos (FEM), métodos de diferencias finitas (FDM) y métodos de elementos límite (BEM)) son aplicables cuando las deformaciones son pequeñas y el medio a estudiar está libre de fracturas o contiene numerosas fracturas distribuidas uniformemente. Por el contrario, los métodos discontinuos (método de elementos discretos (DEM) y análisis de deformación discontinua (DDA)) son adecuados para medios que están moderadamente fracturados y donde los bloques individuales están sujetos a grandes traslaciones y rotaciones.

Una limitación común de cada uno de estos métodos convencionales es la incapacidad de captar la aparición de nuevas discontinuidades generadas por procesos de fractura frágil.

2.1.2 Método de elementos finitos (FEM)

El método de elementos finitos (FEM) es probablemente el método más popular en ingeniería civil e ingeniería de rocas, debido a que fue el primer método numérico con suficiente flexibilidad para el tratamiento de heterogeneidad de materiales, deformabilidad no lineal (principalmente plasticidad), condiciones de contorno complejas, esfuerzos *in situ* y gravedad.

La implementación de discontinuidades en FEM ha sido una necesidad constante de la mecánica de rocas desde finales de la década de 1960. Con la introducción del elemento de unión, primero por Goodman et al. (1968), el macizo rocoso discontinuo fue posible analizado por FEM. Sin embargo, el elemento de unión en FEM se basa en supuestos continuos, por lo que no se permiten aperturas, deslizamientos ni desprendimientos completos de elementos a gran escala.

A pesar de los esfuerzos a través de los años, el tratamiento de las discontinuidades sigue siendo el factor limitante más importante en la aplicación del FEM para problemas de mecánica de rocas. El FEM adolece del hecho de que la matriz de rigidez global tiende a estar mal acondicionada cuando se incorporan muchos elementos articulares. Las rotaciones de bloque, el desprendimiento completo y la apertura de la fractura a gran escala no se pueden

tratar porque la suposición general continua en las formulaciones de FEM requiere que los elementos de la fractura no se puedan apartar unos de otros.

2.1.3 Método de elementos discretos (DEM)

La característica clave del método de elementos discretos (DEM) es que el dominio de interés se trata como un conjunto de bloques o partículas rígidos o deformables. Los contactos entre los bloques se reconocen y actualizan durante todo el proceso de movimiento/deformación, y se representan mediante modelos constitutivos apropiados. Por lo tanto, DEM permite desplazamientos y rotaciones finitos de cuerpos discretos, incluido el desprendimiento completo. La base del método es la formulación y solución de ecuaciones de movimiento de cuerpos rígidos y/o deformables utilizando formulación implícita.

La diferencia básica entre los métodos discontinuos y continuos es que los patrones de contacto entre los componentes del sistema cambian continuamente con el proceso de deformación para el primero, pero son fijos para el segundo.

2.1.4 Método de elementos finitos-discretos (FDEM)

Ya que la deformabilidad de un medio puede describirse mediante elementos finitos y las fracturas o discontinuidades pueden representarse explícitamente mediante elementos discretos, Munjiza (Munjiza et al., 1995; Munjiza, 2004) propuso un método combinado de elementos finitos-discretos (FDEM), para así representar ambos comportamientos en el medio a estudiar, tanto el continuo como el discontinuo.

Al discretizar elementos discretos en elementos finitos, FDEM puede modelar tanto el comportamiento continuo como el discontinuo, capturando así toda la ruta de carga, falla y el proceso de daño progresivo de rocas fracturadas. Una característica única de FDEM es la capacidad de modelar la transición de continuo a discontinuo mediante procesos de fractura y fragmentación.

Los procesos clave en FDEM incluyen: detección e interacción de contacto entre elementos discretos, deformación elástica y fractura de elementos finitos.

2.1.4.1 *Detección e interacción de contacto:*

Una simulación FDEM puede involucrar una gran cantidad de elementos discretos que interactúan. Para captar correctamente este comportamiento, primero deben detectarse las parejas en contacto (los pares de elementos discretos en contacto).

Consecuentemente, se definen las fuerzas de interacción resultantes de los contactos detectados. Las fuerzas de interacción de contacto se calculan entre todos los pares de elementos que se superponen en el medio. En la dirección normal, se aplican fuerzas

repulsivas para imponer una condición de impenetrabilidad del cuerpo, mientras que, en la dirección tangencial, se aplican fuerzas de fricción.

2.1.4.2 Deformación y fracturas:

El inicio y la propagación de fracturas explícitas se simulan en FDEM utilizando conceptos de mecánica de fractura elástica no lineal. Según esta teoría, a medida que se excede la resistencia a la tracción de un material en la punta de una grieta de apertura (Modo I), comienza a formarse una zona caracterizada por un comportamiento no lineal, llamada zona de proceso de fractura (FPZ). En geomateriales frágiles, el FPZ se caracteriza por enclavamiento y microgrietas y, aunque dañado, es capaz de transferir carga a través de las paredes de fractura. También se supone un comportamiento análogo de FPZ antes de las puntas de grietas sujetas a la carga en Modo II.

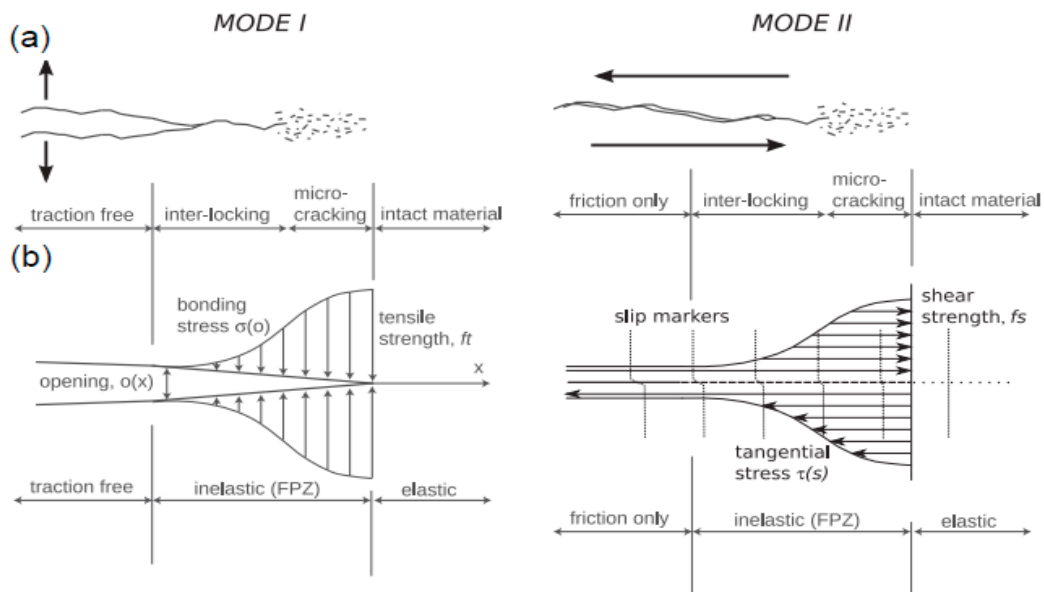


Figura 2.1: (a) Modelo conceptual del Modo I de falla y modelo análogo del Modo II de falla en roca, (b) modelo teórico del FPZ para el Modo I de falla y modelo análogo del FPZ para el Modo II de falla.

2.1.5 Discrete Fracture Network

La naturaleza estocástica del proceso de fracturas permite que existan infinitas realizaciones de modelos tridimensionales basándose solamente en la información recolectada. A excepción de un modelo explícito de una fractura individual o sets de discontinuidades simplificados, el uso de la herramienta estocástica del *Discrete Fracture Network* (DFN) es la mejor opción disponible actualmente para crear geometrías más realistas que consideren la naturaleza heterogénea de un modelo de macizo rocoso fracturado.

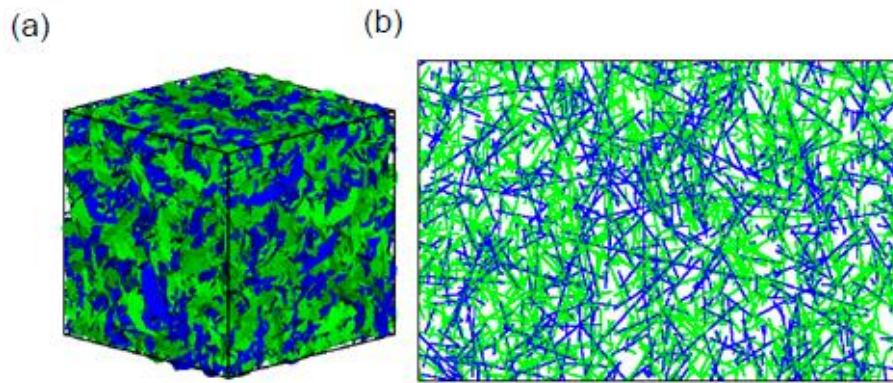


Figura 2.2: (a) DFN en tres dimensiones y (b) DFN en dos dimensiones con dos sets de discontinuidades (azul y verde).

La base del modelamiento con DFN es caracterizar cada una de las discontinuidades dentro de un dominio estructural distinto para crear una representación tridimensional del medio fracturado usando distribuciones estadísticas para definir las variables que lo definen. El DFN se genera a partir de información obtenida en terreno como sondajes, túneles, líneas de detalle o ventanas de mapeo.

Los parámetros básicas requeridas para la construcción de un DFN son los siguientes:

- (1) Orientación de discontinuidades. Para reproducir este parámetro se usa toda la información disponible en la base datos y considera valores de manto, dirección de manto (*Dip, Dip Direction*) y ubicación espacial, a partir de la cuales se construyen distribuciones empíricas para cada uno de los sets estructurales.
- (2) Distribución de tamaños. Se debe ajustar de modo que sea consistente con las observaciones de carácter cualitativo (información a la que en general es difícil tener acceso).
- (3) Intensidad de fracturas. Se puede definir a partir del sistema P_{xy} , en donde, x se refiere a la dimensión del espacio en donde se encuentra la muestra, es decir, 1D se refiere a una línea, 2D a una superficie y 3D a un volumen e ; y indica la dimensión en la que se está midiendo la intensidad de fractura, es decir, 0D se refiere a la cantidad, 1D a una línea, 2D a un plano y 3D a un volumen.

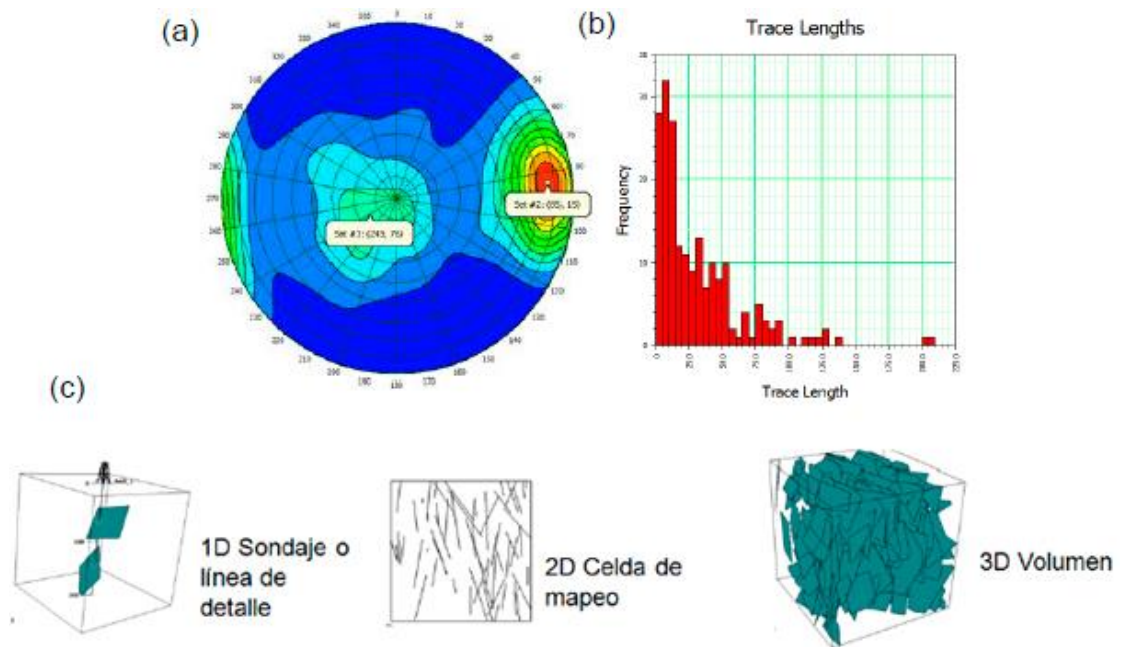


Figura 2.3: Parámetros básicos para la construcción de un DFN. (a) Orientación y número de sets de discontinuidades, (b) distribución de tamaños de las discontinuidades y (c) ejemplos de intensidades de fracturas en el espacio.

2.2 Mecánica de rocas

2.2.1 Definición

La mecánica de rocas es fundamental para entender los fenómenos que ocurren a las diversas estructuras sobre el macizo rocoso o sobre el macizo rocoso como tal. “Mecánica de rocas es la ciencia teórica y aplicada que estudia el comportamiento de mecánico de las rocas y de los macizos rocosos. Sería pues la rama de la ingeniería dedicada al estudio de la respuesta de las rocas y macizos rocosos al campo de fuerzas que actúan en su entorno” (U.S. National Committee for Rock Mechanics, 2004).

2.2.2 Macizo rocoso

La definición de macizo rocoso se entiende como la forma en la que están las rocas en el medio natural. Por lo tanto, el macizo rocoso estará definido por la roca y la estructura, la cual que a su vez contendrá planos de discontinuidades (fallas, pliegues, diaclasas, entre otros). Los macizos rocosos son por tanto discontinuos y pueden presentar propiedades heterogéneas y/o anisotrópicas tal como se dice en Ramírez et al. (2004).

2.2.2.1 Roca intacta

Una roca es un agregado sólido, formado por uno o varios minerales, que se encuentra ocupando grandes extensiones de la corteza terrestre según se dice en Ramírez, Alejano

(2004). En mecánica de rocas se habla en muchas ocasiones de roca intacta para referirse a un elemento de roca que no presenta ningún tipo de discontinuidades.

2.2.2.2 Estructura

En palabras de Ramírez et al. (2004) en el medio natural las rocas aparecen muy comúnmente atravesadas por distintas discontinuidades de variado origen geológico, como la estratificación, pliegues, fallas, y diaclasas. Al conjunto de estas discontinuidades que atraviesan la roca se le suele denominar la estructura del macizo rocoso.

2.2.3 Anisotropía

Según se dice en Ramírez et al. (2004) los materiales anisótropos son aquellos cuyas propiedades varían en función de la dirección utilizada para su medida. Aunque el carácter anisótropo de las rocas que poseen esta característica se manifiesta en todas sus propiedades, las de mayor relevancia en mecánica de rocas son la resistencia y deformación. Mecánicamente hablando, la anisotropía más frecuente es la producida por la distribución no aleatoria de las fisuras; al aumentar la tensión de confinamiento, el cierre de las fisuras hace que este tipo de anisotropía se manifieste con menos intensidad.

2.2.4 Efecto de escala

La respuesta de un macizo rocoso a una serie de cargas aplicadas muestra un pronunciado efecto de escala en función del volumen sobre el que actúan cargas. Este efecto se debe en parte a la naturaleza discontinua del macizo rocoso. La presencia de discontinuidades hace que las propiedades de resistencia y deformación del macizo estén influenciadas tanto por las propiedades de la roca intacta como por las de las diversas discontinuidades existentes, que varían según el tamaño del macizo rocoso afectado por la obra, tal como se dice en Ramírez et al. (2004).

Así pues, la estimación de las propiedades de los macizos rocosos no resulta sencilla. En particular la imposibilidad de la realización de ensayos a gran escala implica la necesidad de postular y verificar teorías para estimar las propiedades del macizo rocoso a partir de los elementos que lo forman.

2.2.5 Rotura frágil del macizo rocoso

En palabras de Ramírez et al. (2004) la rotura del macizo rocoso es un proceso progresivo que lleva consigo la formación, propagación y coalescencia de microgrietas, lo que se traduce en que el comportamiento macroscópico sea no-lineal. Una microgrieta es una abertura en la roca que tiene una o dos dimensiones mayores que la tercera y que en cuanto

a su naturaleza puede ser un borde de grano o una grieta intergranular, intragranular o transgranular. Existen, no obstante, múltiples microestructuras en el macizo que no son microgrietas, como poros, vacíos o planos mineralógicos débiles (clivaje). “Estos defectos, incluidas las microgrietas, son concentradores de tensiones cuando la roca está sometida a cierta carga” (Fang, Z. 2001).

Se produce la formación de microgrietas cuando se aplica carga sobre granos soldados de propiedades elásticas diferentes, ya que la deformación del más blando dará lugar a esfuerzos sobre el más duro pudiéndose generar grietas de tracción. También se forman microgrietas al concentrarse la carga en puntos de ángulo agudo del borde de microporos o microgrietas preexistentes. Por último, “planos de debilidad cristalográfica adecuadamente orientados se pueden separar o deslizar fácilmente al aplicar carga” (Kranz, R.L. 1983).

En cuanto a la propagación de las microgrietas, conviene señalar que la iniciación de las mismas hace disminuir el campo tensional aplicado en la zona, con lo que, si se mantiene la configuración de carga, el crecimiento de la microgrieta se detiene y ésta se estabiliza. Si se incrementa la carga aplicada a las microgrietas ya formadas pueden crecer originando a su vez nuevas microgrietas. La naturaleza heterogénea de las rocas puede hacer que el crecimiento de estas microgrietas se detenga o cambie de dirección al ir atravesando granos de distintos minerales. Las tendencias de los fenómenos de propagación (paralelos o sub paralelos a la dirección de máxima compresión, o paralelos a la dirección inicial de la microgrieta) varían según los campos tensionales y los diferentes tipos de rocas.

2.2.6 Aplicaciones de la mecánica de rocas en minería

Tal como se señala en Ramírez et al. (2004) en la minería a cielo abierto se requiere la realización de una excavación superficial, llamado rajo, que contendrá las infraestructuras de servicio, las labores de preparación y las operaciones de arranque. En este tipo de minería el objetivo primordial de la mecánica de rocas será asegurar la estabilidad de los diversos taludes, tanto a nivel general como a nivel local. También en este caso y en función de la geometría del yacimiento, de los requerimientos técnico-económicos, etc., se puede distinguir entre taludes estables sin sostenimiento y aquellos que lo necesitan.

Por otro lado, una mina subterránea en operación presenta diversas excavaciones que cumplen diferentes tareas. Así el pozo principal, las rampas, las galerías de nivel y de transporte, los cargaderos de mineral y los pozos de ventilación constituyen la infraestructura de acceso y servicios de la explotación. Su vida operativa será la de la propia mina y se suelen excavar en estéril.

Así pues, la mecánica de rocas debe ser capaz de analizar la estabilidad y diseñar cada una de estas excavaciones atendiendo a sus requerimientos operativos, tal como es presentado en Ramírez et al. (2004).

2.3 Sobreexcavación y estallido de roca

2.3.1 Generalidades

2.3.1.1 Definición

Lenhardt (tal como se citó en Al Heib, M, 1993) considera el estallido de rocas como un término general, relacionado con eventos sísmicos generados en un entorno minero, especialmente en connotación con fallas violentas de rocas. Debido a las diferentes causas del estallido de la roca, se pueden observar varios mecanismos de origen, que a su vez conducen a patrones complejos de grabación sísmica.

Según Al Heib, M. (1993) se entiende por estallido de roca como una combinación de un evento sísmico junto a el comportamiento del macizo rocoso y sus posibles discontinuidades. El estallido de rocas además está relacionado con la mecánica de rocas y la geofísica. Es correcto decir que es resultado de la sismicidad inducida. Sin embargo, debe quedar bastante claro que la sismicidad inducida en las minas no es igual a un peligro de estallido de roca.

La categoría de estallido de rocas, incluye aquellos fenómenos dinámicos donde la fuente es la energía acumulada en el elemento desintegrador del macizo rocoso y la energía acumulada en la roca circundante. Los estallidos de rocas ocurren en secciones del macizo rocoso que se encuentran en un estado de esfuerzos máximos, en condiciones en las que el ritmo de cambio de este estado excede la tasa de relajación de los esfuerzos.

Diederichs. (2004) comenta que la naturaleza repentina y violenta de los estallidos de rocas representa un riesgo significativo para la seguridad de los trabajadores, daños al equipo y productividad de las operaciones. Sin embargo, hasta la fecha, las condiciones que provocan los estallidos de rocas no se comprenden por completo.

Sin embargo, dentro de condiciones que más resaltan a la hora de estudiar el estallido de roca se tiene a: las condiciones intrínsecas de la roca, condiciones de excavación, condiciones de esfuerzo *in situ*, condiciones geológicas y condiciones de sismicidad.

2.3.1.2 Consecuencias

Tang, Wang, & Zhang (tal como se citó en Al Heib, M, 1993) establece el estallido de rocas como un fenómeno catastrófico desencadenado por un proceso de falla progresiva de las rocas, que tiene mecanismos de carácter mecánicos extremadamente complejos. Las consecuencias en la superficie del suelo de la sismicidad inducida pueden ser comparables a la sismicidad natural, principalmente en un nivel de sismicidad baja a moderada. El nivel de daño puede ser medido por el número de muertes y el volumen de las rocas rechazadas. Además, Hudyma (tal como se citó en Al Heib, M, 1993) propone una escala de daños para

los efectos del estallido de rocas la cual puede clasificarse en cinco niveles, que van desde la ausencia de sismicidad y daños hasta daños severos y graves:

- (1) Sin sismicidad. La sismicidad dentro de la mina generalmente no es un problema.
- (2) Sismicidad molesta. Existe un aumento en la cantidad de sismicidad de la mina con ocasionales eventos grandes o pequeños estallidos de rocas. La sismicidad plantea pocos o ningún problema serio de planificación u operacional.
- (3) Sismicidad significativa, pero solo daños menores. Hay ocurrencias regulares de grandes eventos sísmicos, pero se ha experimentado muy poco daño por estallido de rocas. Los problemas operativos y de planificación relacionados con la sismicidad pueden ser evidentes.
- (4) Sismicidad significativa y daño significativo. Grandes eventos sísmicos son frecuentes, y ha habido suficientes estallidos de rocas para que las operación y la producción minera se vean afectadas por el problema. La seguridad y las reservas de la fuerza laboral están amenazadas.
- (5) Sismicidad severa y daño severo. La sismicidad de la mina y el estallido de rocas dominan la operación y la planificación de la mina, que a menudo requieren cambios drásticos en la secuencia y el diseño de la mina. El problema potencialmente amenaza la viabilidad de la mina.

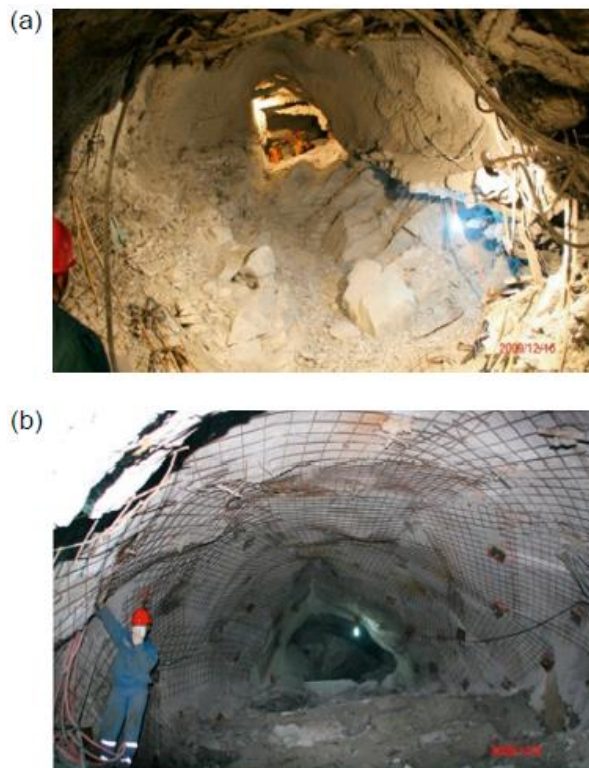


Figura 2.4: Fotografías de túneles subterráneos, dañados por intensos estallidos de roca.

2.3.2 Características

2.3.2.1 *Propiedades intrínsecas de la roca*

Las propiedades mecánicas de la masa de roca, como la resistencia del macizo rocoso, las propiedades de deformabilidad, fragilidad, ductilidad y los componentes mineralógicos, son uno de los aspectos clave que generalmente dictan qué tipo de inestabilidad puede ocurrir en el macizo rocoso.

2.3.2.1.1 Fragilidad, ductilidad y resistencia:

Para Feng, X.-T., Zhang, X., Kong, R., & Wang, G. (2016) la resistencia de la roca determina la cantidad de energía de deformación elástica almacenada antes de que se alcance la resistencia máxima de la roca, y la fragilidad de la roca determina el modo de liberación de la energía de deformación elástica durante la falla o el estallido de roca.

Desde la perspectiva de la deformación, la fragilidad y la ductilidad solo reflejan las diferencias de las cantidades. Es decir, la fragilidad implica que las rocas se fracturan sin deformaciones obvias, mientras que la ductilidad indica que las rocas se fracturan después de grandes deformaciones.

Según las propiedades del material, los daños se pueden dividir en dos categorías. Una es que los componentes experimentan grandes deformaciones, pero las integridades y continuidades de las rocas permanecen, mostrando una fuerte ductilidad. La otra es una ruptura de los componentes, bajo la cual las rocas pierden su continuidad y muestran fracturas frágiles.

2.3.2.1.2 Mineralogía:

Dentro de las propiedades mecánicas de la roca, en particular las propiedades mineralógicas, tienen directa relación con el tipo de inestabilidad. Si el macizo rocoso es rico en minerales duros como el cuarzo y el feldespato, entonces dominará la actividad de estallido de rocas, y la ubicación del impacto en la periferia de un túnel estará de acuerdo con la principal orientación de tensión principal. Por otro lado, si la roca está hecha de minerales arcillosos como la biotita, la mica y clorita, el macizo tendrá la capacidad de amortiguar las altas tensiones dentro de las microgrietas producidas fallas de corte (deformación plástica) en lugar de provocar un estallido de roca.

2.3.2.1.3 Homogeneidad y heterogeneidad:

Después de la excavación, el equilibrio de esfuerzos se rompe en el macizo rocoso. Entonces, la redistribución de los esfuerzos en el macizo ocurre, y los lugares sometidos a

altos esfuerzos o con baja resistencia pueden fallar. A mayor homogeneidad de la roca, mayor será la localización de la falla. Como resultado, la zona de falla está más concentrada, especialmente para la roca huésped cerca de la superficie del túnel. Por lo tanto, una mayor homogeneidad indica que la falla es más grave y la liberación de energía es más severa. En este caso, cuando un lugar local se derrumba, se producirá una falla catastrófica en el macizo rocosa. Sin embargo, un macizo rocoso con una mayor heterogeneidad tiene una distribución más amplia de energía. La falla se distribuye aleatoriamente y la liberación de energía es gradual, que es diferente que en el caso de una mayor homogeneidad.

2.3.2.1.4 Comportamiento:

Black & Hadely (tal como se citó en Al Heib, M, 1993) aseguran que un estallido de roca ocurre cuando un volumen de roca se tensa más allá del límite elástico, y la falla que lo acompaña es de tal naturaleza que la energía acumulada se libera instantáneamente.

Según Al Heib, M. (1993) para que ocurra un colapso violento, el macizo rocoso debe ser rígido, frágil y resistente. En primer lugar, para una misma cantidad de deformación, una roca rígida acumulará más energía de deformación. En segundo lugar, una vez que ocurre la falla, una roca más frágil tenderá a liberarse más rápidamente y en mayor medida a la energía de deformación que había acumulado. En tercer lugar, la alta resistencia que generalmente acompaña a la alta rigidez y la alta fragilidad aumenta el nivel de energía de deformación elástica acumulada en el material antes de la falla. Esto, a su vez, aumenta la energía que potencialmente puede liberarse en caso de falla.

2.3.2.2 *Condiciones de excavación*

El macizo rocoso sometido a altos niveles de esfuerzos *in situ* tiene una alta energía almacenada. La excavación puede aumentar las concentraciones de esfuerzos y la energía almacenada en el macizo, lo que aumenta el riesgo de estallidos de roca. Los diferentes parámetros de excavación, como la forma de la sección transversal, los ritmos de avance, las secuencias de excavación y los métodos de excavación (TBM o Perforación y Tronadura) darían como resultado diferentes niveles de esfuerzos y concentraciones de energía diferentes para inducir estallido de roca.

2.3.2.2.1 Comportamiento estático de la excavación:

Según se dice en Kaiser, M. & Christiansson (2003), bajo condiciones estáticas de descarga el comportamiento de la excavación viene dado por la relación entre la calidad del macizo rocoso y el nivel de esfuerzos al que esté sometido.

(1) Excavaciones en terrenos muy fracturados o cizallados son propensos a derrumbes y a deformación plástica excesiva. A niveles altos de esfuerzos, se caracteriza además por el rendimiento plástico impulsado por estos. Este tipo de macizos rocosos siempre requieren fortificación con un sistema de retención robusto (por ejemplo, hormigón proyectado) para evitar que se rompa la roca entre los pernos. El margen de seguridad se define por la capacidad de carga y de deformación de la fortificación. Cuanto más bajo es este margen de seguridad, más vulnerable es una excavación a otros factores de influencia, como las perturbaciones dinámicas.

(2) Excavaciones en rocas fracturadas o en bloques a desintegrar son propensas a fallar con bajo controles geológicos estructurales. Son dominados o al menos fuertemente influenciado por controles estructurales (características geológicas como fracturas, planos de cizalle, etc.). A bajos esfuerzos, particularmente cuando el techo está en estado de relajación de esfuerzos, este macizo rocoso también requiere fortificación, y el margen de seguridad también se define por la capacidad de carga. Sin embargo, a niveles más altos de esfuerzos, los bloques formados por conjuntos de fracturas abiertas tienden a fracturarse cerca de las excavaciones debido a la extensión de las deformaciones causado por las heterogeneidades. Como consecuencia, el tamaño del bloque natural se reduce cerca de las excavaciones y se vuelve propenso a desmoronarse. La extensión de la desintegración del macizo rocoso aumenta con la profundidad, y la zona de daño del macizo resultante es propensa a fallas que involucran interacciones con las fracturas naturales. Este tipo de macizo rocoso requiere fortificación con una mayor densidad de pernos y capacidad de retención con a mayores esfuerzos o profundidades. El margen de seguridad generalmente está controlado por el peso del macizo rocoso suelto o dañado y la capacidad de carga de fortificación. A altos niveles de esfuerzo, la zona de roca fracturada se vuelve continua alrededor de la excavación, y en rocas duras y frágiles, el volumen geométrico impone desplazamientos elevados en la fortificación. El margen de seguridad también está controlado por la capacidad de deformación de los sistemas de fortificación. Nuevamente, cuanto menor es el margen de seguridad, más vulnerable es una excavación a otros factores de influencia, como la geología y las perturbaciones dinámicas.

(3) Excavaciones en terrenos masivos a con fracturas discontinuas son propensas a fracturas por esfuerzos cerca de la excavación. Una excavación en un macizo rocoso de alta calidad responde de manera elástica a poca profundidad. Con el aumento de los esfuerzos, se mostrará desprendimiento localizado o fractura por esfuerzos (formación de cavidades). A niveles de esfuerzos intermedios, las zonas de fractura relacionadas generalmente permanecen localizadas. La zona fracturada por esfuerzo se vuelve continua en el macizo rocoso con baja resistencia a la tracción y a niveles de esfuerzo elevados. Se esperan estallidos menores (expulsiones de roca) durante avances del túnel leves, mientras que se

esperan estallidos de roca severos, en gran parte debido a volúmenes de estallidos más profundos para avances del túnel mayores. Tal *strain burst* puede encontrarse incluso si la rigidez del sistema de carga es relativamente alta (es decir, durante el avance de túneles sin influencias mineras cercanas o impacto de estructuras geológicas). El *strain burst* puede ocurrir tanto en el muro de excavación como en la interfaz entre la zona de daño y el macizo rocoso elástico más competente que la rodea; es decir, a cierta distancia del muro cerca de la ubicación definida por la profundidad de la falla. El *strain burst* también puede ocurrir en rocas fortificadas y en rocas de alta calidad si las fracturas están orientadas de manera que se evite el deslizamiento a lo largo de estas. Como consecuencia, las excavaciones se vuelven más vulnerables con el aumento de la profundidad a los derrumbes y a los *strain burst*.

2.3.2.2.2 Comportamiento dinámico de la excavación:

Las excavaciones cargadas por perturbaciones dinámicas muestran básicamente los mismos efectos descritos de anteriormente para condiciones estáticas, excepto que los factores dinámicos modifican las fuerzas estáticas, esfuerzos y desplazamientos, así como los ritmos de desplazamiento. En minería, las excavaciones sufren deformaciones más grandes a medida que aumentan los ritmos de extracción u otros factores que conducen a cambios de esfuerzos por minería inducida con deformaciones relacionadas. Cuando se ve afectada por perturbaciones dinámicas, una excavación altamente sometida a grandes esfuerzos (o deformaciones) puede experimentar alguno de los tres siguientes modos básicos de falla dinámica:

- (1) Sacudidas. Este modo de falla está dominado por la calidad de la roca, los tramo, etc. y las fuerzas de aceleración dinámica de eventos sísmicos remotos u otras perturbaciones dinámicas.
- (2) Fractura por esfuerzo estático o *strain burst* debido a la deformación tangencial con o sin eyección de roca. Este modo de falla está dominado por la energía de deformación almacenada, la rigidez del sistema de carga y el campo de esfuerzos *in situ* que causa deformaciones tangenciales. Se asocia con el aumento de volumen del macizo rocoso que causa grandes deformaciones estáticas y dinámicas cerca de las excavaciones que se definen en gran medida por la profundidad de la falla y las deformaciones tangenciales causadas por la minería inducida.
- (3) Eyección de rocas por transferencia de *momentum* desde fuentes sísmicas remotas o desde una alta tasa de desplazamiento de volumen durante el *strain burst*. Este modo de falla está dominado por la energía transmitida desde fuentes sísmicas remotas (considerando el patrón de radiación) y, lo más importante, la tasa de fractura en el volumen del *strain burst*.

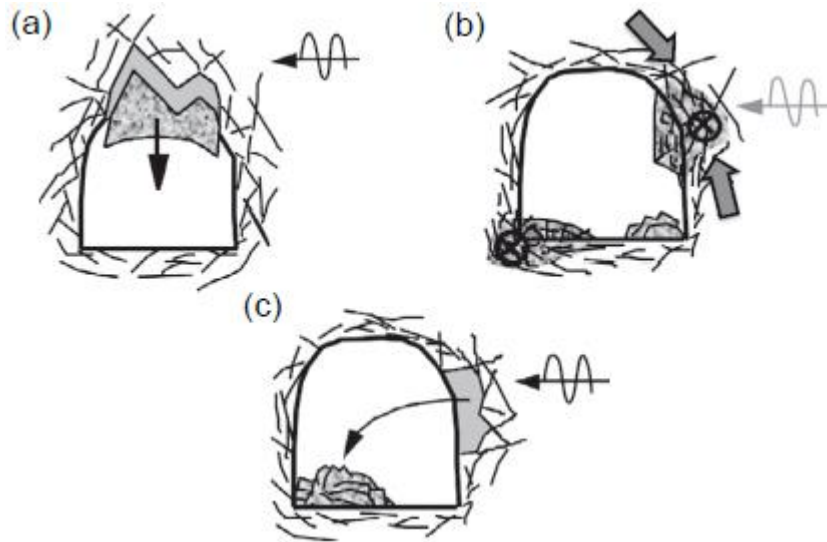


Figura 2.5: Ilustración de la deformación tangencial producida por minería inducida, (a) sacudida debido a las fuerzas de aceleración de un evento sísmico remoto, (b) fractura por esfuerzo estático o *strain burst* debido a la deformación tangencial y (c) eyección de rocas por transferencia de *momentum* desde fuentes sísmicas remotas o desde una alta tasa de desplazamiento de volumen durante el *strain burst*.

2.3.2.3 Condiciones de esfuerzo *in situ*

2.3.2.3.1 Esfuerzos principales:

Tal como se menciona en Feng, Zhang, Kong, & Wang (2016), existe un complicado proceso de conversión de esfuerzos en el macizo rocoso durante la ocurrencia del estallido de roca. En condiciones de esfuerzo de descarga tan complicadas, las excavaciones subterráneas con frecuencia encuentran fallas no convencionales, como losas/desprendimientos y estallidos de rocas. A medida que la descarga ocurre durante la excavación mecánica, perforación o tronadura, las condiciones de esfuerzo de las rocas circundantes tienden a cambiar de un estado triaxial a un estado biaxial o incluso un estado uniaxial, en algunos casos. Antes de la excavación, la roca en profundidad está bajo un estado verdadero de esfuerzo triaxial, manteniendo un equilibrio; Después de la excavación, un solo lado de la roca está abierto al aire. Es decir, antes de la excavación, la unidad de roca cercana a la cara se encuentra en un estado de esfuerzo equilibrado tanto de esfuerzo principal mínimo (σ_3), esfuerzo principal intermedio (σ_2) y de esfuerzo principal máximo (σ_1). Luego, la excavación crea una superficie libre con un cambio de esfuerzo. El esfuerzo principal mínimo σ_3 se reduce repentinamente a cero debido a la excavación del túnel, y el esfuerzo principal máximo σ_1 aumenta debido a la redistribución de esfuerzo, mientras que el esfuerzo principal intermedio σ_2 generalmente se mantiene. El proceso mencionado anteriormente generaliza una ruta de esfuerzo común o características de evolución del esfuerzo. De hecho, la ruta de esfuerzo real en el macizo rocoso circundante después de la excavación del túnel o la tronadura, fluctúa y es muy complicado.

2.3.2.3.2 Ensayos triaxiales:

Para caracterizar los procesos de formación de losas y desprendimiento de rocas en laboratorio, se emplean varias rutas de esfuerzo simplificadas para comprender los comportamientos mecánicos y las características de falla del macizo rocoso durante el desprendimiento de rocas. De acuerdo con la relación de magnitud entre el esfuerzo principal intermedio y el esfuerzo principal mínimo, la prueba de descarga en el laboratorio se puede clasificar en dos tipos.

(1) Prueba de descarga de confinamiento, en la cual el esfuerzo principal intermedio es igual al esfuerzo principal máximo ($\sigma_2 = \sigma_3$).

(2) Prueba de descarga triaxial verdadera, en la cual el esfuerzo principal intermedio es mayor que el esfuerzo principal mínimo ($\sigma_2 > \sigma_3$).

El primero es un proceso de descarga simultánea de la esfuerzo principal intermedio y el esfuerzo principal máximo; el último es un proceso de descarga simple del esfuerzo principal máximo.

Las pruebas de descarga triaxiales están diseñadas para simular el proceso de descarga durante la excavación subterránea. Las muestras de roca se comprimen primero en una celda triaxial, y luego la presión de confinamiento se reduce progresivamente mientras se mantiene constante la deformación axial. Las muestras de roca generalmente exhiben fallas frágiles en las pruebas de descarga triaxial, y las fallas frágiles de roca son más intensas con una alta tasa de descarga, y la probabilidad de estallido de roca es mayor.

2.3.2.4 *Condiciones geológicas*

Tal como se dice en Qiu S., Feng, X-T. (2018), la mayoría de estallidos de rocas en túneles están influenciados por planos geológicos estructurales. Dichos estallidos de roca ocurren en el macizo rocoso con planos estructurales esporádicos (es decir, generalmente uno o más planos estructurales rígidos o planos estratificados). Los planos estructurales rígidos cerrados controlan el límite inferior o lateral del daño por sobreexcavación por estallido de roca. Además, los planos estructurales hacen que el límite lateral del daño por sobreexcavación por estallido de roca muestre crestas empinadas y planos estructurales que también pueden pasar a través de la parte central. En comparación con los estallidos de rocas que no están influenciados por los planos estructurales geológicos, los estallidos de rocas que están afectados por los planos estructurales geológicos generalmente exhiben mayores intensidades y producen daño por sobreexcavación más grande y desastres más severos.

2.3.2.4.1 Estructuras geológicas:

Las estructuras geológicas, principalmente las estructuras regionales (pliegues y fallas regionales) y las estructuras locales (fracturas o fisuras, juntas y lechos), controlan fuertemente la aparición de estallidos de rocas. Los efectos de estas estructuras en los estallidos de rocas se reflejan desde dos aspectos:

(1) Las estructuras geológicas cambian las condiciones de esfuerzos in situ o producen campos de esfuerzos in situ y singularidades de los campos de energía. Investigaciones relacionadas con las mediciones y análisis de esfuerzos in situ de todo el mundo muestran que los esfuerzos in situ en el núcleo de los pliegues sinclinales y las dos extremidades de anticlinales son generalmente más altos que los de otras posiciones de pliegue. Además, se espera que la existencia de tales estructuras de pliegue cambie la relación del esfuerzo principal máximo a mínimo y la dirección de los campos de esfuerzo. Los campos de esfuerzos cerca de las zonas de falla son extremadamente complejos, y es probable que se formen áreas con esfuerzos tectónicos locales ascendentes en las áreas con ciertas distancias de las zonas de falla y en los extremos de las fallas. Además, los planos de discontinuidad mecánica, como fracturas, fisuras e interfaces litológicas, pueden conducir a la distribución discontinua de esfuerzos, deformación y energía de deformación en ambos lados. Por lo tanto, se acumulan altas energías de deformación entre las caras de trabajo a ser excavadas y las superficies discontinuas. Las superficies discontinuas bloquean las transferencias de energía, y los esfuerzos locales también puede concentrarse en las puntas de las superficies discontinuas con extensión común.

(2) Es probable que las estructuras geológicas causen deslizamientos y liberaciones de energía de superficies estructurales rígidas. Debido a la excavación, se activan fallas o superficies estructurales compresivas, lo que resulta en un deslizamiento por corte. Además, las energías se liberan en formas de fluctuación, lo que conduce a daños e incluso a eyección de rocas circundantes en las superficies excavadas adyacentes.

2.3.2.4.2 Estallido de roca con un plano estructural rígido o un set de planos estructurales rígidos:

Las distintas localizaciones de los planos estructurales rígidos y sus efectos son enumeradas de la siguiente manera:

(1) Los planos estructurales rígidos se encuentran en los arcos o cerca de la bóveda del túnel. Los planos estructurales rígidos muestran ángulos grandes con el eje de los túneles y el esfuerzo tangencial máximo. Cuando los estallidos de rocas ocurren en el bloque hundido de los planos estructurales rígidos, se generan daño por sobreexcavación profundo con altas intensidades.

(2) Los planos estructurales rígidos se encuentran en la pared lateral del túnel y presentan un ángulo grande con respecto al eje del túnel y un ángulo pequeño con el esfuerzo tangencial máximo. En estos casos, después de la aparición de estallidos de rocas, los planos estructurales rígidos que se encuentran básicamente en los centros de la sobreexcavación y ambos extremos del macizo rocoso se desprenden, lo que resulta en escarpadas pronunciadas. Además, la sobreexcavación muestra una profundidad moderada. Los estallidos de roca son principalmente leves y moderados.

(3) Los planos estructurales rígidos se encuentran en la pared lateral del túnel y forman ángulos pequeños tanto con el eje del túnel como con el esfuerzo tangencial máximo. En estos casos, después de la aparición de estallidos de rocas, los bordes de la sobreexcavación son escarpas escalonadas. Además, los planos estructurales rígidos cortan a través y conducen a sobreexcavaciones más profundas y mayores intensidades de estallidos de rocas.

(4) Los planos estructurales rígidos se encuentran en la cara de trabajo, y el límite de la sobreexcavación está controlado por los planos estructurales rígidos.

Desde la perspectiva macroscópica de las superficies de fractura, hay rasguños visibles en las superficies de fractura generadas en los estallidos de rocas. Mientras tanto, algunas escarpas escalonadas tienen formas angulares, mientras que las otras partes son menos angulares. La mayoría de los estallidos de rocas forman los fragmentos y bloques. Además, se encuentran rasguños en algunos de los bloques. Muestra que, además del efecto de esfuerzos grandes, la aparición del estallido de roca también se ve afectada por los planos estructurales rígidos.

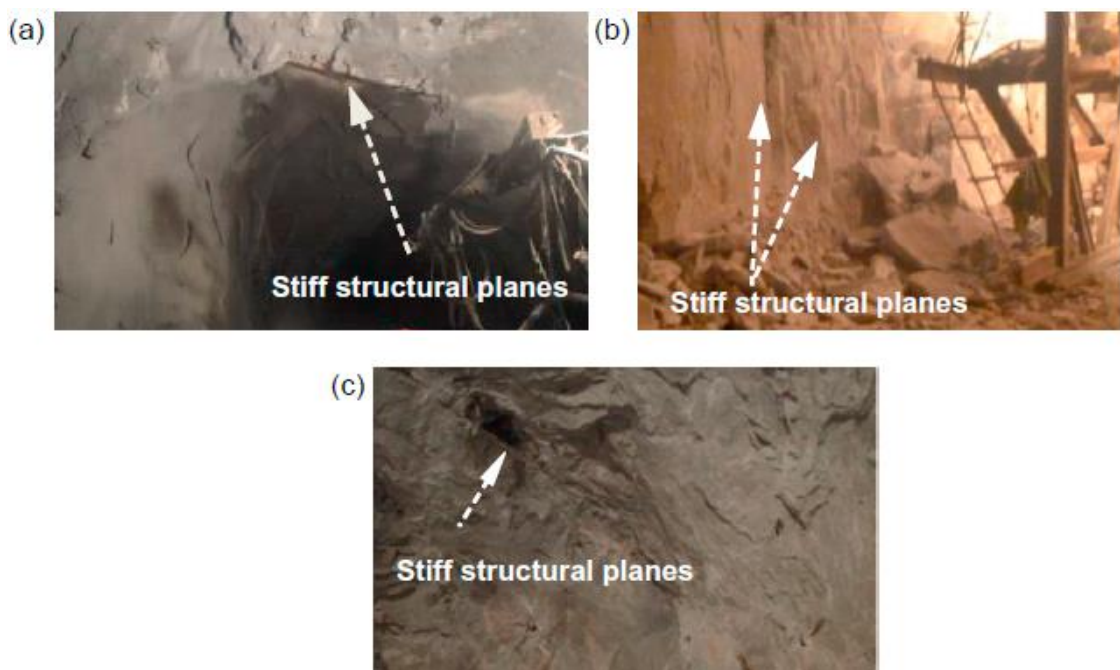


Figura 2.6: Ejemplos típicos de estallidos de roca en túneles de minería subterránea controlados por un plano estructural rígido o un set de planos estructurales rígido.

2.3.2.4.3 Estallido de roca con dos planos estructurales rígidos con diferente azimut o dos sets de planos estructurales rígidos:

Los estallidos de rocas ocurren básicamente en la intersección de dos sets de planos estructurales rígidos. Cuando dos planos estructurales rígidos son casi ortogonales, el límite de sobreexcavación está controlada por un plano estructural, y el estallido de roca genera un área poco profunda. Sin embargo, cuando dos sets de planos estructurales rígidos son casi ortogonales, el macizo rocoso se rompe en los planos estructurales rígidos para formar escarpas escalonadas desde el interior hacia el exterior del macizo.

Con dos sets de planos estructurales rígidos con un ángulo obtuso, los estallidos de rocas infligen daño en un amplio y profundo rango del macizo rocoso. Allí, un set de planos estructurales rígidos controla el límite de sobreexcavación mientras que el otro grupo forma escarpas escarpadas; o los dos sets de planos estructurales rígidos se destruyen para formar escarpas escalonadas aparentes. Además, si se desarrollaron dos sets de planos estructurales rígidos con un ángulo agudo, el rango de daño de los estallidos de rocas es relativamente pequeño acompañados de sobreexcavación poco profunda.

En el caso de dos planos estructurales rígidos con un ángulo obtuso o con “forma de V”, entonces la sobreexcavación es profunda; sus límites son controlados por los planos estructurales rígidos; y tiene “forma de V”.

En términos macroscópicos de la superficie de fractura, se pueden encontrar rasguños obvios en la superficie de fractura de los estallidos de rocas con algunos escarpes angulares escalonados. La mayoría de los estallidos de rocas son fragmentos, junto con algunos bloques. Además, se pueden observar rasguños en las superficies de algunos bloques. Todos estos fenómenos indican que la generación de desprendimientos de rocas no solo se ve afectada por los grandes esfuerzos, sino también por el control de planos estructurales rígidos.

Algunas características finales de los planos estructurales rígidos son las siguientes:

- (1) Es más probable que ocurran estallidos de rocas en la intersección de los planos estructurales.
- (2) Los estallidos de rocas controlados por dos sets de planos estructurales rígidos causan un rango mayor con mayor intensidad que los controlados por dos planos estructurales rígidos con azimut diferentes.

(3) Cuando un túnel pasa a través de una vecindad de planos, especialmente por las terminaciones de estos, los estallidos de roca muestran una alta intensidad e impactan un amplio rango.

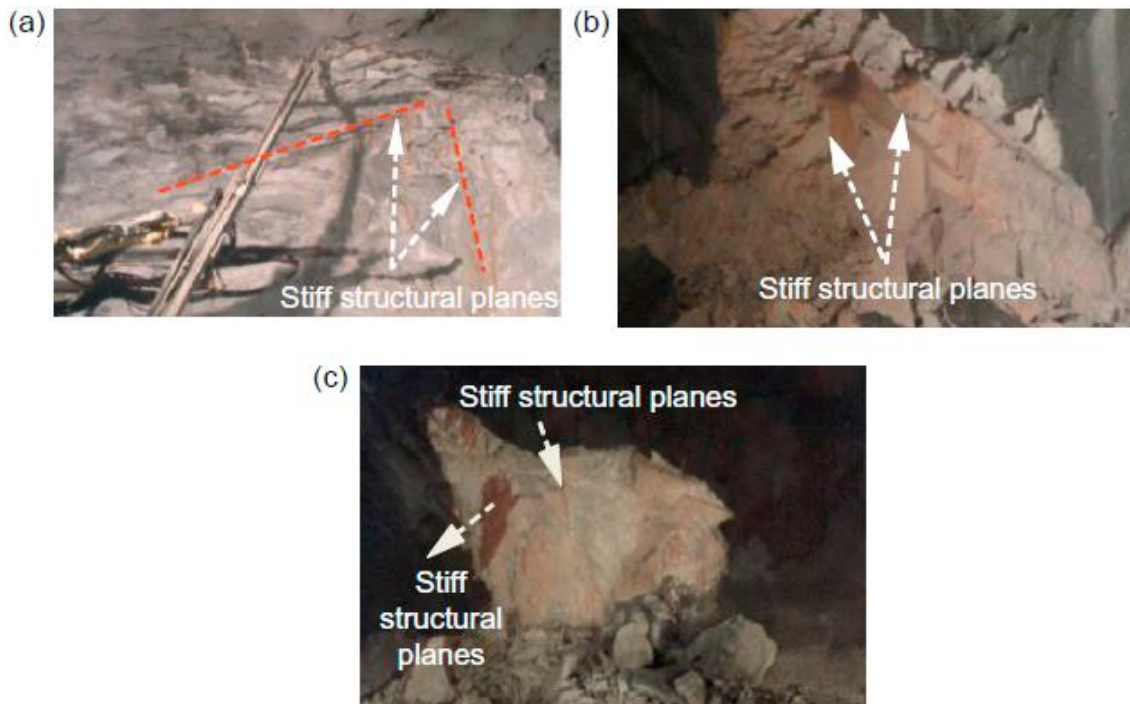


Figura 2.7: Ejemplos típicos de estallidos de roca en túneles de minería subterránea controlados por dos planos estructurales rígidos con diferente azimut o dos set de planos estructurales rígidos.

2.3.2.5 Condiciones sísmicas

Según dice Goldswain G., Lynch R., Mendecki A. (2018), la sismicidad se define por una serie de eventos sísmicos que ocurren dentro de un volumen de roca dado durante un cierto período de tiempo y se cuantifica utilizando principalmente cuatro variables en gran medida independientes: (1) tiempo promedio entre eventos, (2) distancia promedio entre eventos consecutivos, (3) potencia sísmica acumulada o momento sísmico, y (4) energías radiadas acumuladas. Una descripción cuantitativa de los eventos sísmicos y de la sismicidad permite obtener información sobre sus distribuciones de tamaño y tiempo, formación de patrones espacio-temporales, migración o difusión, y sobre cambios en el régimen de deformación, esfuerzos tensión y las propiedades reológicas del macizo rocoso asociado con radiación sísmica. Aunque las formas de onda sísmicas no proporcionan información directa sobre esfuerzos absolutos, sí proporcionan información útil sobre la orientación de los esfuerzos, sobre las deformación cosísmica espacio-temporal y los cambios en los esfuerzos. McGarr, Simpson (1997) clasificaron la sismicidad que acompaña a la explotación minera como sismicidad "inducida", la cual se espera que ocurra en respuesta a cambios de esfuerzos que son comparables a las típicas caídas de esfuerzos por terremoto; los esfuerzos caen

cuando superan la capacidad de carga del macizo rocoso (cizallamiento o tracción) o la discontinuidad (fallas).

La sismicidad inducida se caracteriza por eventos sísmicos. Un evento sísmico es una onda de esfuerzo dinámico transitorio causado por falla o fractura en el macizo rocoso. Efectivamente, un evento sísmico es el sonido (vibración) del deslizamiento o ruptura de rocas. Los eventos sísmicos son la respuesta normal del macizo rocoso a los cambios de esfuerzos causados por la creación de excavaciones (túneles, minas, etc.).

Ciertas excavaciones, principalmente subterráneas, pueden inducir una sismicidad significativa, es decir, presentan un nivel de riesgo sísmico. Un peligro sísmico se define generalmente como la probabilidad de que ocurran eventos de cierta magnitud. No existe una medida ampliamente aceptada para cuantificar un peligro sísmico. Si la probabilidad de grandes eventos sísmicos es alta, entonces el peligro sísmico o el estallido de roca se considera alto. Si la probabilidad de grandes eventos sísmicos es baja, entonces el peligro sísmico se considera bajo.

2.3.3 Tipos de estallido de rocas

2.3.3.1 *Estallido de roca instantáneo*

Según el momento del estallido de la roca después de la excavación de túneles, a menudo se observan dos tipos de estallidos: uno es el estallido de roca instantáneo y el otro es el estallido de roca retrasado. Los estallidos de rocas que ocurren antes de alcanzar el equilibrio son instantáneos. Para los estallidos de rocas instantáneos, significa que el estallido de roca ocurre inmediatamente después de la excavación de los túneles o dentro de las siguientes pocas horas.

2.3.3.2 *Estallido de roca con retraso*

Después de que el ajuste de esfuerzos de las rocas circundantes debido a la excavación alcanza un equilibrio, se definen los estallidos de rocas causados por perturbaciones externas adicionales de la excavación, como un estallido de roca con retraso. Los estallidos de roca con retraso se pueden dividir en dos tipos: tipo espacio-temporal y tipo temporal. En general, los tipos espacio-temporal se producen fuera del rango de influencia de la excavación de la cara actual del túnel, donde el ajuste de esfuerzos de las rocas circundantes se ha básicamente completado. Además, generalmente se generan a una cierta distancia de las caras del túnel y un período de tiempo después de la excavación. El tipo de temporal también se encuentra principalmente fuera del rango de influencia de la excavación en las caras actuales del túnel. Sin embargo, las áreas de estallido de roca alcanzan un nuevo

estado de equilibrio de esfuerzos, ya que el ajuste de esfuerzos de las rocas circundantes resultantes de la excavación en la cara actual del túnel se ha completado en un período de tiempo después de que la excavación se detiene.

2.3.3.3 *Strain burst*

Al Heib, M. (1993) indica que los diferentes tipos de estallidos de roca se pueden observar principalmente en las minas subterráneas.

El *strain burst* es un tipo de estallido de roca ubicado en el límite inferior del espectro de eventos violentos que ocurren esencialmente en la superficie de una excavación. Los *strain burst* son la forma más común de estallido de rocas en minería, y la cantidad de energía liberada generalmente es limitada. El *strain burst* en pilares o *pillar burst*, puede ser mucho más violento. Un *pillar burst* aislado se debe a una falla repentina de un pilar aislado en minas de *Room and Pillar*. Este tipo de estallido de roca depende en gran medida de la distribución de los esfuerzos alrededor de la excavación. La característica de los *strain burst* y *pillar burst* es que es probable que el daño ocurra en el mismo lugar de la falla. Según se dice en Ortlepp (1997), la pérdida de soporte de un pilar hace que los esfuerzos se redistribuyan a los pilares cercanos, los que a su vez pueden fallar violentamente, dependiendo de qué tan cerca estén de la falla, de la fuente, de la localización del daño, y del volumen de la roca eyectada.

Las características más importantes de un *strain burst* son:

- (1) Evento sísmico de menor tamaño.
- (2) Causa de la mayoría de incidentes tanto para el personal como para el equipamiento minero.

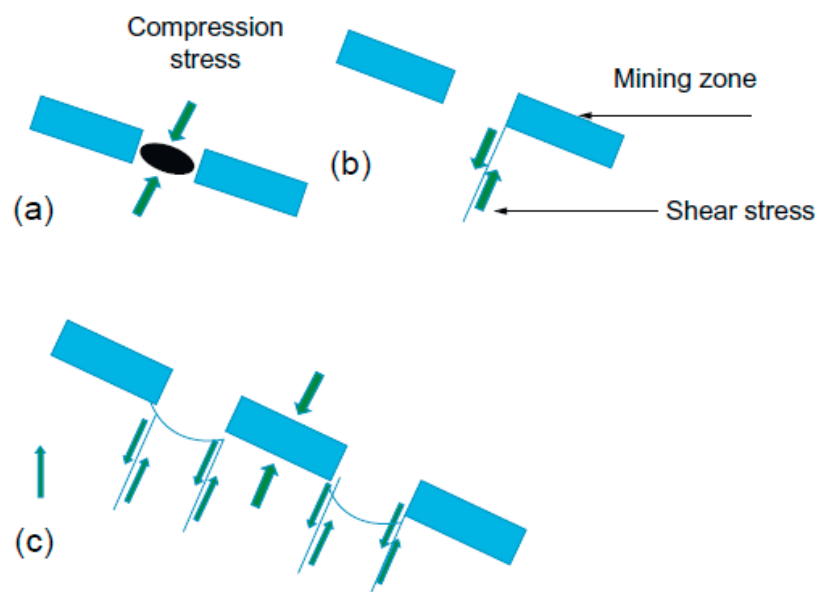


Figura 2.8: Diferentes efectos que puede producir un estallido de roca en diversos pilares: (a) compresión, (b) corte y (c) corte simultáneo.

2.3.3.4 *Fault burst*

El *fault burst* es el segundo tipo principal de estallido de rocas. El *fault burst* se debe al movimiento a lo largo de una falla o discontinuidad importante. La ocurrencia y la magnitud de un *fault burst* dependen de una variedad de factores. Ocurre una vez que se producen cambios importantes de las esfuerzos principales (esfuerzos normales o de corte). Antes de que ocurra el deslizamiento de la falla, las propiedades físicas de las fallas, como el ángulo de fricción, el coeficiente de rugosidad y la cohesión que actúan sobre las fallas determinan la resistencia al corte de la falla. Como el esfuerzo de corte que actúa sobre una falla excede la resistencia al corte, el deslizamiento se inicia. Una vez que se produce el deslizamiento, es necesario tener en cuenta las leyes de fricción que representan la fricción dinámica, ya que el deslizamiento de la falla trae a la superficie de la falla los cambios físicos resultantes de la degradación de la aspereza y las reacciones termoquímicas de los materiales que existen en la falla. La caída de esfuerzos, que está directamente asociada con la magnitud del deslizamiento de falla, está determinada por la fricción.

Las características más importantes de un *fault burst* son:

- (1) Eventos sísmicos de mayor tamaño.
- (2) Ocurre cuando el esfuerzo normal aplicado en una falla disminuye (debido a la actividad minera).
- (3) Movimiento de tierra repentino.
- (4) El daño se extiende a áreas lejanas de la mina a través de ondas sísmicas.

Estos tipos de estallido de roca no son excluyentes entre sí, y en la mayoría de las ocasiones pueden ocurrir simultáneamente generando estallidos de roca de mecanismos combinados.

Tabla 2.1: Descripción del estallido de roca en función de la magnitud (Hudyma, 2004).

Evento sísmico	Mecanismo de fuente postulado	Primer movimiento del registro sísmico	Magnitud de Richter (ML)
<i>Strain burst</i>	Desprendimiento superficial con violenta eyección de fragmentos	Normalmente indetectable, puede ser implosivo	-0.2 a 0
<i>Buckling</i>	Eyección de fragmentos preexistentes más grandes paralelos a la apertura	Implosivo	0 a 1.5
<i>Face crush</i>	Eyección violenta de fragmentos preexistentes más grandes paralelos a la apertura	Implosivo	1.0 a 2.5
Ruptura por corte	Propagación violenta de fracturas por corte a través del macizo rocoso intacto	Corte de doble par	2.0 a 3.5
<i>Fault slip</i>	Movimiento violento de una falla existente	Corte de doble par	2.5 a 5.0

2.3.4 Mecanismos

Es sabido que, el macizo rocoso a mayor profundidad generalmente se encuentra en un estado alto y verdadero de esfuerzos geostáticos. Los efectos de descarga ocurrirán en el macizo rocoso circundante debido a la excavación de túneles y cavernas subterráneas, lo que conducirá al ajuste y la redistribución del esfuerzo tridimensional *in situ*. El macizo rocoso se fracturará cuando el esfuerzo ajustado alcance o exceda la resistencia máxima de la roca. La descarga producida por la excavación también puede hacer que el esfuerzo en una dirección se reduzca o desaparezca, de modo que la alta energía de deformación elástica almacenada en el macizo rocoso original se liberará y se convertirá en una energía cinética en el macizo rocoso fracturado. Si no hubiera soportes o si no existieran medidas de refuerzo efectivas, el macizo rocoso fracturado colapsaría y sería eyectado en la excavación. El mecanismo de preparación y evolución de estallido de roca se puede dividir en los siguientes cuatro procesos: (1) ajuste de los esfuerzos, (2) acumulación de energía, (3) iniciación, propagación, y coalescencia de grietas y (4) colapso y eyección de rocas fracturadas.

(1) Ajuste de los esfuerzos. Antes de la excavación del túnel, el macizo rocoso circundante se encuentra en un estado de esfuerzos *in situ* y se mantiene estable. Sin embargo, debido a la excavación del túnel, los esfuerzos *in situ* se verá afectado con una reducción del esfuerzo radial y un aumento del esfuerzo tangencial. Durante el proceso de fractura en el macizo rocoso, los esfuerzos alrededor del túnel seguirán ajustándose.

(2) Acumulación de energía. Durante el proceso de ajuste de los esfuerzos después de la excavación del túnel, el aumento del esfuerzo principal tangencial hace que una alta energía elástica se acumule aún más en el macizo rocoso, por lo que se producirá una concentración de esfuerzos debido a la restricción del macizo rocoso circundante.

(3) Iniciación, propagación y coalescencia de grietas. Los estudios existentes sugieren que incluso un esfuerzo tangencial pequeño (0.35-0.45 veces la resistencia máxima uniaxial) “originará fracturas en el macizo rocoso circundante después de la excavación del túnel” (Cai, Kaiser, Tasaka, et al., 2004; Haimson y Chang, 2000; Li et al., 2012).

(4) Colapso y eyección de rocas fracturadas. Las abundantes nuevas grietas ocurren antes del estallido de roca, y estas grietas se propagan y atraviesan continuamente. Al mismo tiempo, se acumulará energía en la zona de descarga de la excavación. Por lo que se producirá un estallido de roca cuando la energía se acumule por encima de un nivel crítico, y parte de la energía será consumida por la fractura de roca, mientras que la energía de deformación elástica restante se transforma en energía cinética, lo que hace que las rocas fracturadas alrededor del túnel colapsen, se rompan y sean eyectadas del macizo rocoso original.

3. METODOLOGÍA

En esta sección, se presenta la metodología a utilizar para resolver y solventar la problemática del proyecto, esta metodología consiste en revelar los aspectos claves en sobreexcavación en un túnel, mediante el uso de parámetros tomados in situ, y aplicarlos en vista mediante el *software* CloudCompare.

3.1 Revisión bibliográfica

En primera instancia, la metodología se concentra en la recopilación de información pertinente al estudio, es decir, reportes, investigaciones y *papers* acorde a los temas de sobreexcavación y métodos numéricos.

Este paso es necesario debido a la falta de información sobre el tema a nivel nacional, por lo que se debe recurrir a la revisión bibliográfica internacional para obtener parámetros de comparación para la investigación.

3.2 Base de datos

Para la investigación a realizar se cuenta con una base de dato real, con datos tomados in situ, y de gran extensión. Los datos que se tienen son: eventos sísmicos, litología, campo de esfuerzo in situ, perfiles de tronadura, y sobreexcavación.

La investigación consiste en evaluar y distinguir como afecta cada factor a la sobreexcavación del túnel, para ello, el túnel se divide en 3 sub secciones.

Luego de delimitar los datos tanto espacial como temporalmente según corresponda, se procede a visualizarlos en el *software* CloudCompare.

3.3 CloudCompare

CloudCompare es un *software* de visualización 2D y 3D de campos escalares en formato de nubes de puntos (*cloud points*), en su momento el principal propósito del software consistía en detectar rápidamente cambios en nubes de puntos 3D de alta densidad adquiridas con escáneres láser en instalaciones industriales (como plantas de energía) o sitios de construcción. Sin embargo, hoy en día su uso se ha masificado y ya tiene aplicaciones por ejemplo en el ámbito minero e ingenieril.

Todos los datos poseídos para la investigación son visualizados en este *software*, así como su interpretación y manejo de datos.

4. DESARROLLO

En esta sección, se presentan el desarrollo y procesos de la metodología planteada en el capítulo anterior, estos este desarrollo consta en presentar la base de datos en la cual se trabaja.

4.1 Base de datos

Para este estudio, se cuenta con una base de datos real de un túnel en un área de hundimiento, la cual contiene datos de eventos sísmicos, perfiles de tronadura, campo de esfuerzo *in situ* y litología.

4.1.1 Eventos sísmicos

Este apartado de la base de datos, consta de un total de 66,633 eventos sísmicos registrados en un lapso de tiempo de 10 años, a partir del año 2010 hasta el año 2019. Estos eventos tienen registrados su magnitud, duración, fecha y localización espacial (coordenadas X, Y y Z). A continuación, se presenta un extracto de los registros de eventos sísmicos.

Tabla 4.1: Extracto base de datos de registro de eventos sísmicos.

Mw	DATE	TIME	X	Y	Z
2.7368907	20100524	205508	1227.85	460.12	1816.65
1.2357262	20160305	103713	829.6	511.57	1821.06
1.0354296	20101117	51725	1469.57	696.52	1838.16
1.0330209	20190816	185729	924.68	546.61	1822.66
1.0296104	20161211	112043	677.29	617.92	1879.15
0.9850866	20110623	125229	1394.31	746.02	1910.5
0.88071191	20110624	163800	1243.71	713.73	1827.44
0.84661742	20170329	70306	1050.12	464.02	1800.86
0.83505877	20170309	54154	760.39	671.57	1832.68
0.82406256	20190405	221018	860.45	605.35	1823.71
0.81300863	20120716	73314	883.71	692.36	1825.07
0.81144782	20110111	134953	775.03	689.71	1940.09
0.8027203	20160202	1629	668.87	600.72	1831.06
0.77832263	20110821	193959	1173.21	761.19	1886.09
0.75203811	20160419	122857	771.71	520.64	1801.64
0.74380989	20160202	2314	649.93	606.25	1802.8
0.73274676	20160305	103645	831.3	500.61	1802.55
0.72498559	20190404	163037	864.87	621.11	1836.52
0.71975287	20190505	162507	1068.59	576.17	1808.25

4.1.2 Perfiles de tronadura

Este apartado de la base de datos, consta de un total de 4,272 perfiles de tronaduras registrados en un lapso de 6 años, a partir del año 2014 hasta el año 2020. Estos perfiles de tronadura tienen registrado su número de id, localización espacial (coordenadas X, Y y Z) y fecha de ejecución. A continuación, se presenta un extracto de los perfiles de tronadura.

Tabla 4.2: Extracto base de datos de perfiles de tronadura.

DTM	X	Y	Z	Fecha Tronadura
4816	589.6	760.3	1887	12/7/2014
4817	584.5	794	1887	12/7/2014
4826	596.9	456.4	1826	13/7/2014
4822	747.3	267.2	1862	18/7/2014
4814	505.1	795.9	1887	23/7/2014
4802	729.8	221	1862	23/7/2014
4820	729.8	233.1	1862	23/7/2014
4813	681.4	450.3	1808	23/7/2014
4818	578.2	791.3	1887	25/7/2014
4821	729.8	236	1862	26/7/2014
4851	704.2	223.7	1862	26/7/2014
4819	661.8	704	1887	27/7/2014
4857	678.9	288.1	1808	2/8/2014
4852	725.3	243.6	1862	5/8/2014
4879	509.9	780.2	1887	10/8/2014
5215	513.8	773.1	1887	19/8/2014
5200	666.5	315	1808	19/8/2014
5260	849	528.7	1887	22/8/2014
5252	792.8	684.7	1887	22/8/2014

4.1.3 Campo de esfuerzo *in situ*

Este apartado de la base de datos, consta de 756 puntos del campo de esfuerzo *in situ*, distribuidos en bloques de 50x50 metros. Estos puntos tienen información de localización espacial (coordenadas X, Y y Z), esfuerzos principales (σ_1 , σ_2 y σ_3) y el azimut y *dip* de cada esfuerzo principal. A continuación, se presenta un extracto del campo de esfuerzo *in situ*.

Tabla 4.3: Extracto base de datos de campo de esfuerzo *in situ*.

X	Y	Z	S1	S2	S3	Az1	Az2	Az3	Dip1	Dip2	Dip3
600	800	1800	58.2	45.3	30.3	135.7	225	260.8	5.3	-7.4	80.9
650	800	1800	59.1	45.2	30.5	135.4	224.8	262.5	5.5	-7.2	81
700	800	1800	60	45.2	30.5	135.5	224.8	265.1	5.7	-6.9	81
750	800	1800	60.6	45.1	30.2	135.1	224.4	269.7	6.1	-6.2	81.3
800	800	1800	61.1	44.9	30.7	134.8	223.9	266.6	6.8	-7.5	79.8
850	800	1800	59	44.9	28.5	136	225.1	264.3	6.6	-8.3	79.4
900	800	1800	59.3	45.4	29.3	135.6	224.2	260.1	7.3	-10.4	77.3
950	800	1800	59.5	45.8	30.1	135.6	223.8	258.2	8.1	-12.3	75.2
1000	800	1800	59.6	46.1	30.9	135.9	223.7	257.9	9	-13.9	73.3
1050	800	1800	59.7	46.5	31.5	136.7	224	258.8	9.8	-14.9	72
1100	800	1800	59.7	46.8	32.2	137.2	224.3	256.9	9.7	-16.3	70.9
1150	800	1800	59.9	47.1	32.6	137.3	223.9	256.8	10.6	-17.7	69.2
1200	800	1800	60.3	47.6	34.1	137.2	223	256.8	11.8	-19.4	67.1
1250	800	1800	59	46.4	33.3	139.3	226	252.3	9	-20	67.9
1300	800	1800	59.3	46.9	33.6	139.4	45.8	250.9	-9.1	21.7	66.3
1350	800	1800	59.7	47.2	34.4	139.8	225.6	251.8	9.9	-22.7	65
1400	800	1800	59.4	47	34.8	140.2	226.1	252.9	10	-22.2	65.5
1450	800	1800	59.4	47	35	140.2	226.2	251.4	9.5	-22.7	65.2
1500	800	1800	59.4	46.8	35.2	320.8	46.8	250.5	-9.2	23.8	64.3

4.1.4 Litología

Este apartado de la base de datos, consta de los datos litológicos a lo largo de la zona y en la sección del túnel, destacándose principalmente las rocas máficas y las zonas porfídicas de diorita y dacita. También se encuentran presentes en menor medida Diabasas y diversas Brechas ígneas, de anhidrita, de clorita y de cuarzo. A continuación, se muestra la litología de la zona, y la que está presente a lo largo del túnel.



Figura 4.1: Litología presente a lo largo de la zona de hundimiento.

4.2 Visualización de los datos

La base de datos en su totalidad es desplegada en el software CloudCompare, el cual es un visualizador de nubes de puntos en 3D y de campos escalares ya sean magnitud sísmica, tiempo, esfuerzos, entre otros. Con dicho software se visualiza el túnel y todos los datos pertenecientes a el y explicados en la sub sección anterior.

4.2.1 Geometría de la zona de estudio

La zona de estudio será un túnel subterráneo, ubicado en zona de hundimiento, en la siguiente figura, se muestra su visualización con vista en planta del túnel.

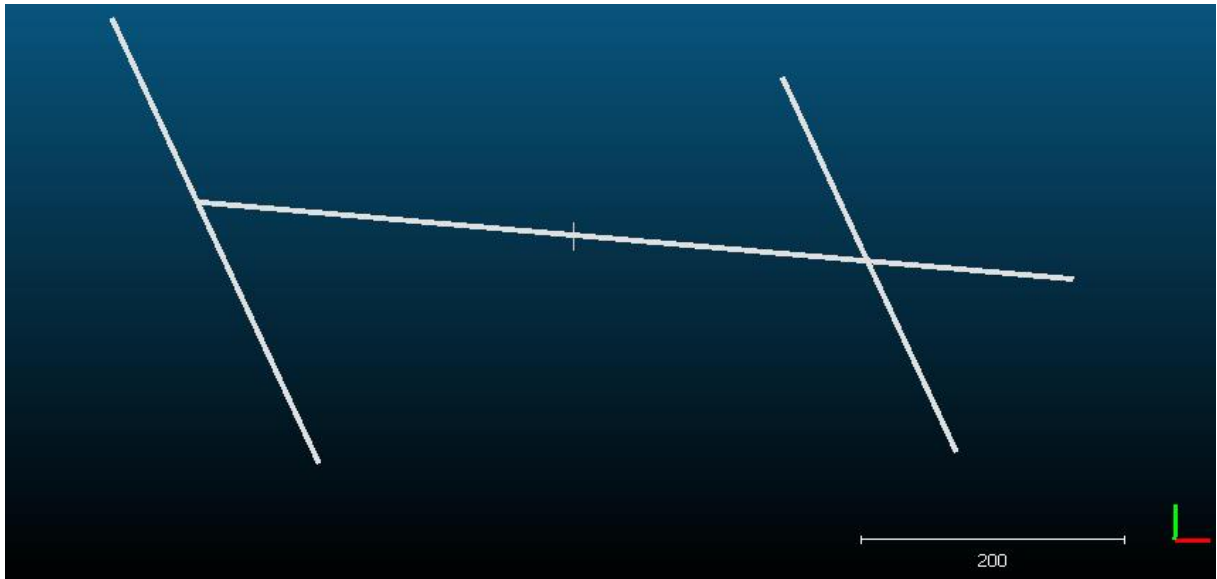


Figura 4.2: Vista en planta del túnel (zona de estudio) a una escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

4.2.2 Visualización de eventos sísmicos

Los evento sísmicos registrados dentro de la zona de estudio, se despliegan en la siguiente figura.

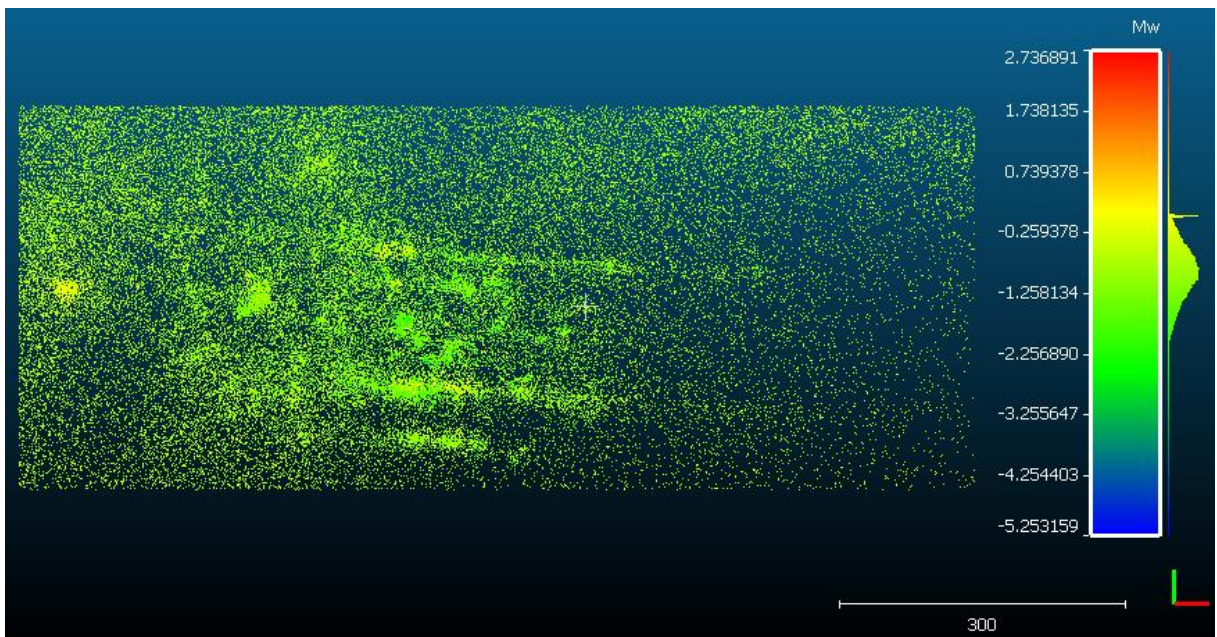


Figura 4.3: Vista en planta de nube de puntos de eventos sísmicos, con campo escalar de magnitud sísmica en escala de momento. Escala 300:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

En la figura se visualizan los 66,663 puntos de eventos sísmicos registrados durante 10 años en la zona de hundimiento, las magnitudes de dichos eventos medidas en la escala de momento, tienen como mínimo $-5.253159 M_w$ (colores azulados) y como máximo $2.736891 M_w$ (colores rojizos) con un sesgo de datos entre las magnitudes -1.2581 y $-0.259378 M_w$ (colores amarillo-verde).

4.2.3 Visualización campo de esfuerzo *in situ*

El campo de esfuerzo *in situ*, se despliegan en la siguiente figura, en la cual se visualizan los 756 puntos de campo de esfuerzos.

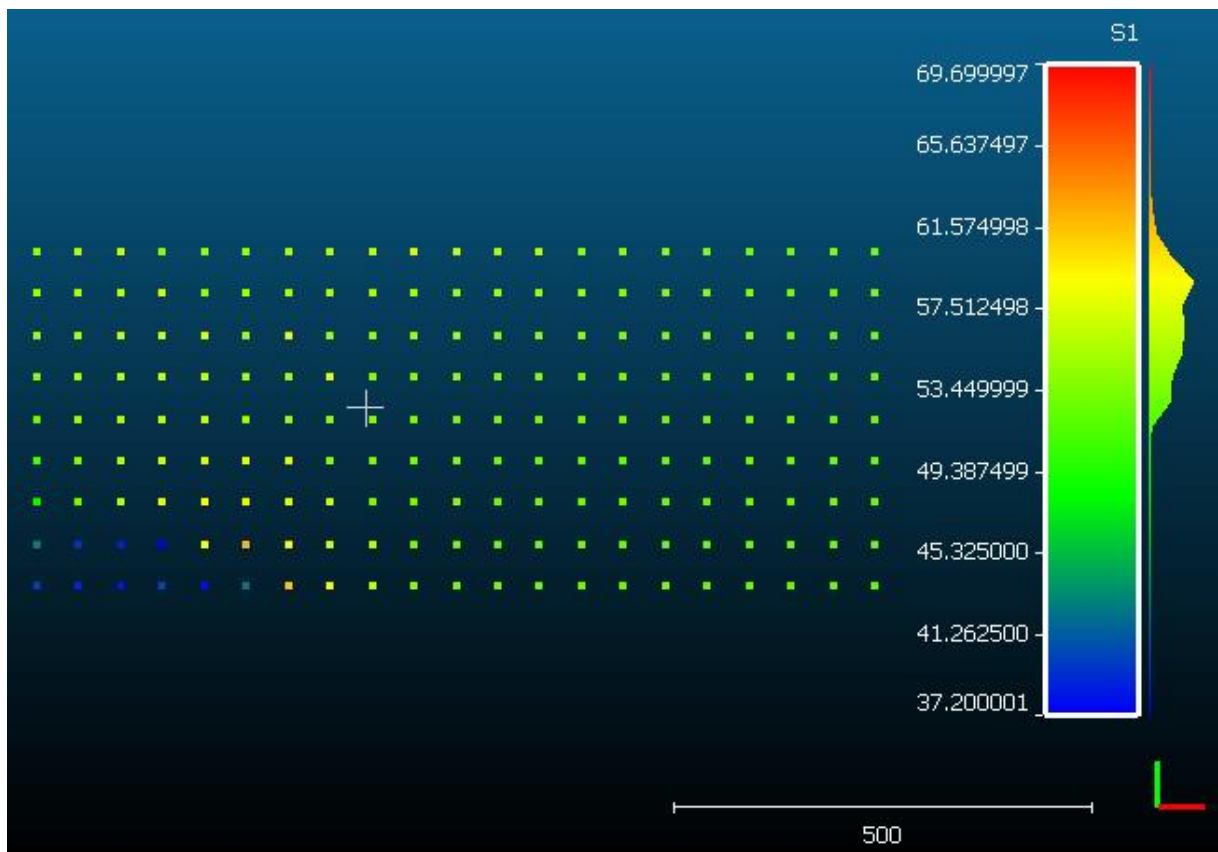


Figura 4.4: Vista en planta de nube de puntos de campo de esfuerzo *in situ*, con campo escalar de esfuerzo principal mayor en MPa. Escala 500:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

Los valores del esfuerzo principal mayor, tienen como mínimo 37.2 MPa (colores azulados) y como máximo 69.7 MPa (colores rojizos) con un sesgo de datos entre los valores de 53.45 y 61.57 MPa (colores amarillo-verde).

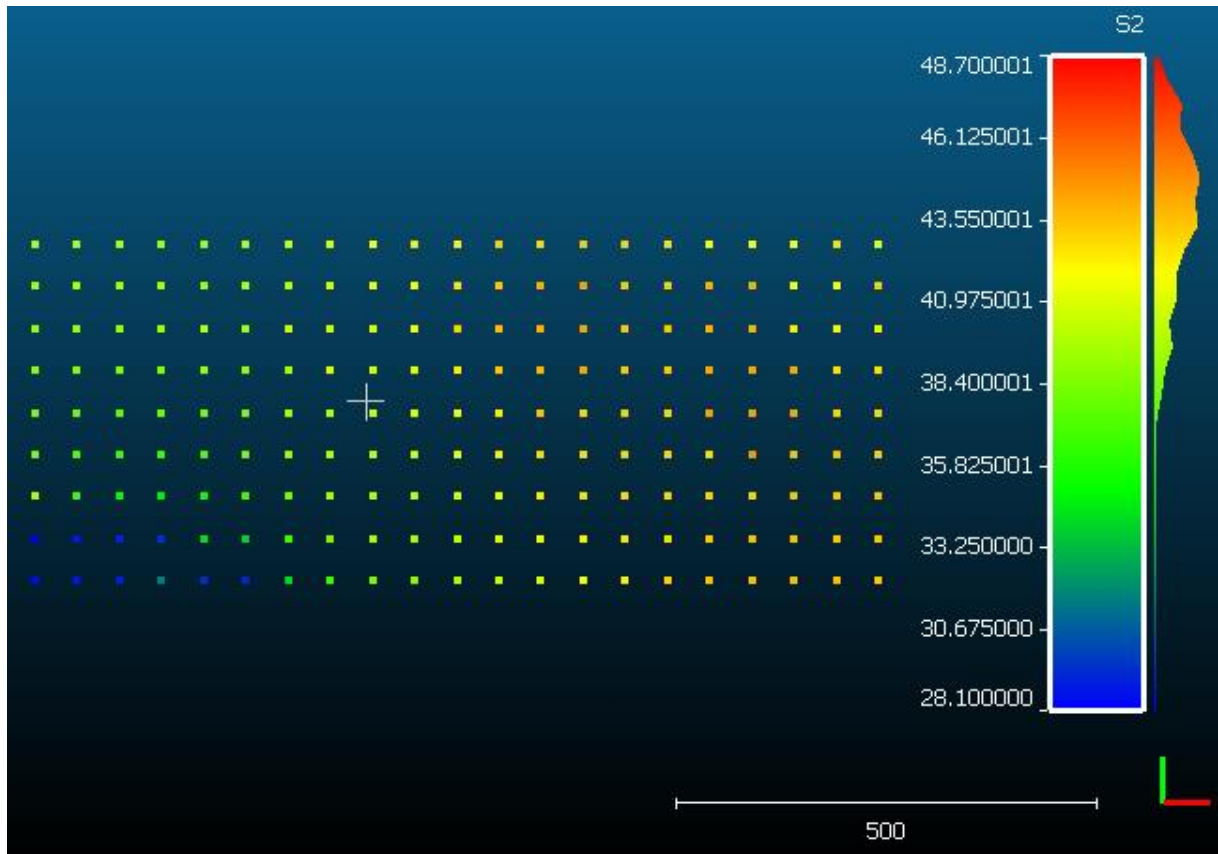


Figura 4.5: Vista en planta de nube de puntos de campo de esfuerzo in situ, con campo escalar de esfuerzo principal intermedio en MPa. Escala 500:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

Los valores del esfuerzo principal intermedio, tienen como mínimo 28.1 MPa (colores azulados) y como máximo 48.7 MPa (colores rojizos) con un sesgo de datos entre los valores de 43.55 y 48.7 MPa (colores amarillo-rojo).

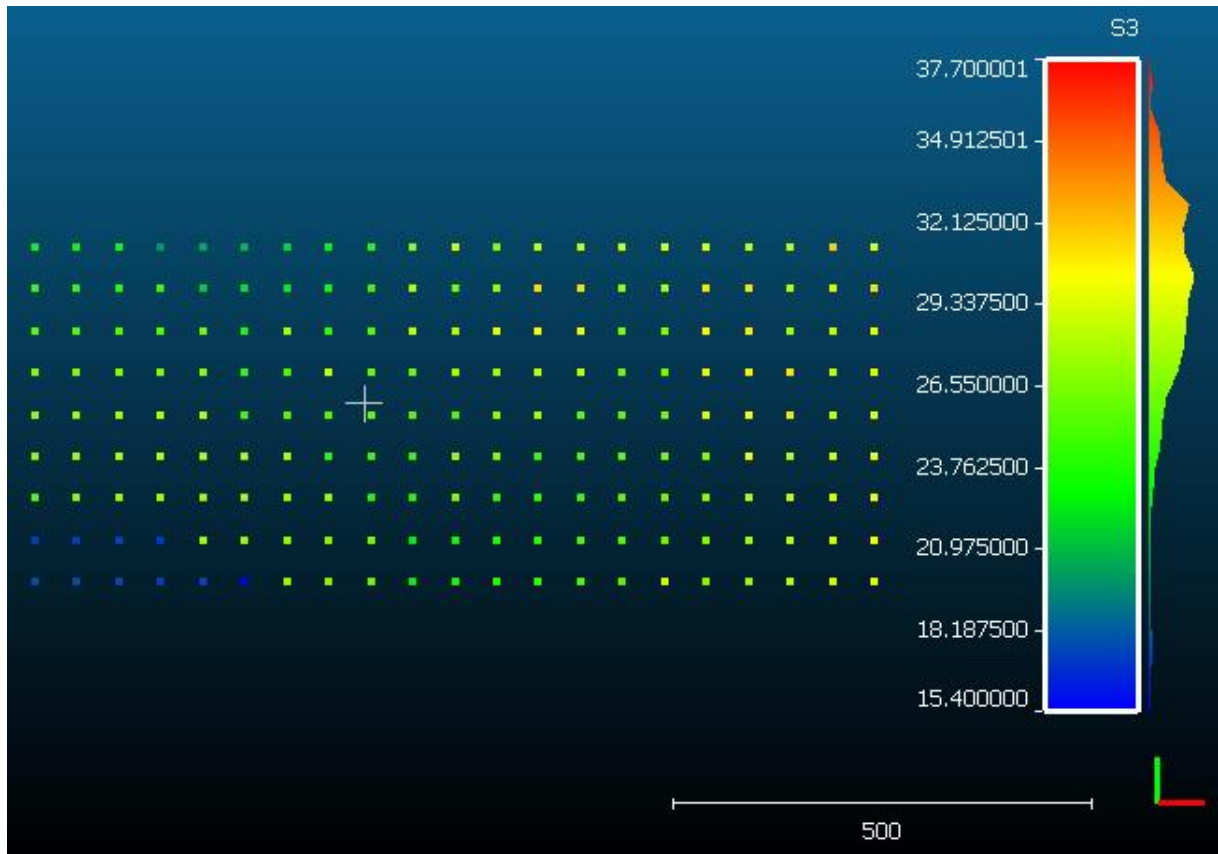


Figura 4.6: Vista en planta de nube de puntos de campo de esfuerzo in situ, con campo escalar de esfuerzo principal menor en MPa. Escala 500:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

Los valores del esfuerzo principal menor, tienen como mínimo 15.4 MPa (colores azulados) y como máximo 37.7 MPa (colores rojizos) con un sesgo de datos entre los valores de 26.55 y 32.125 MPa (colores amarillo-naranja).

4.2.4 Visualización de perfiles de tronadura

La excavación de la zona de estudio fue llevada a cabo mediante perforación y tronadura, primero se visualiza la totalidad de la excavación en la zona de hundimiento y posteriormente solo la zona de estudio (túnel).

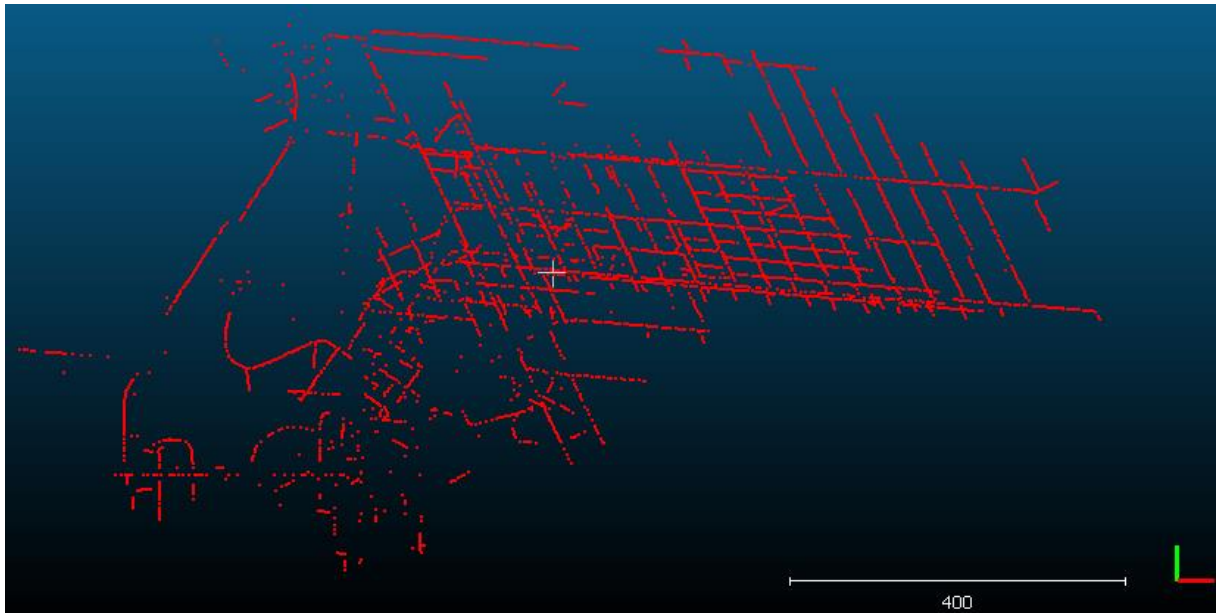


Figura 4.7: Vista en planta de nube de puntos del perfil de tronadura en la totalidad de la zona de hundimiento. Escala 400:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

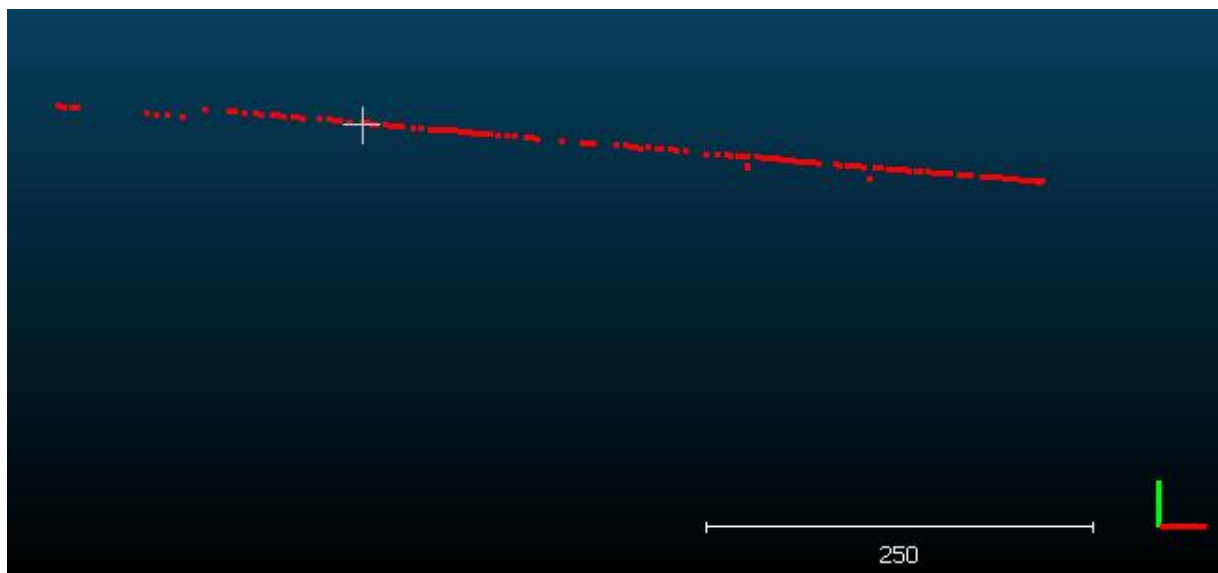


Figura 4.8: Vista en planta de nube de puntos del perfil de tronadura en la zona de estudio (túnel). Escala 250:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

4.2.5 Visualización de la litología

La litología en la zona de hundimiento se visualiza en la siguiente figura, en la cual se observan algunos de los tipos de rocas mostrados en la sub sección anterior, destacándose principalmente roca máfica y pórfido diorítico.



Figura 4.9: Visualización de la litología de la zona de hundimiento. Escala 250:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).



Figura 4.10: Litología presente en la zona del túnel (zona de estudio).

4.3 Zona de estudio

La zona de estudio de esta investigación consiste en la sección media del túnel, de la cual se dividen 3 sub zonas de estudio. En cada sub zona se obtiene la información sísmica, litológica, de esfuerzos in situ y perfiles de avance. Según la bibliografía revisada, se indica que la sobreexcavación es probable a ocurrir tanto en zonas de altos esfuerzos, en zonas de contactos litológicos, en zonas con alta actividad e intensidad de sismicidad inducida, es decir, en zonas que sufran altas concentraciones de esfuerzos, sismicidad inducida y donde estén en contacto 2 o más tipos de rocas. Dichas zonas acumularán altas concentraciones de energía y debido a la transición o contacto de diversos tipos de roca, esta energía será liberada de forma más o menos violenta.

4.3.1 Sub zona de estudio uno

La primera sub zona de estudio corresponde al primer tercio del túnel central de la zona de estudio, en la siguiente figura se visualiza su extensión.

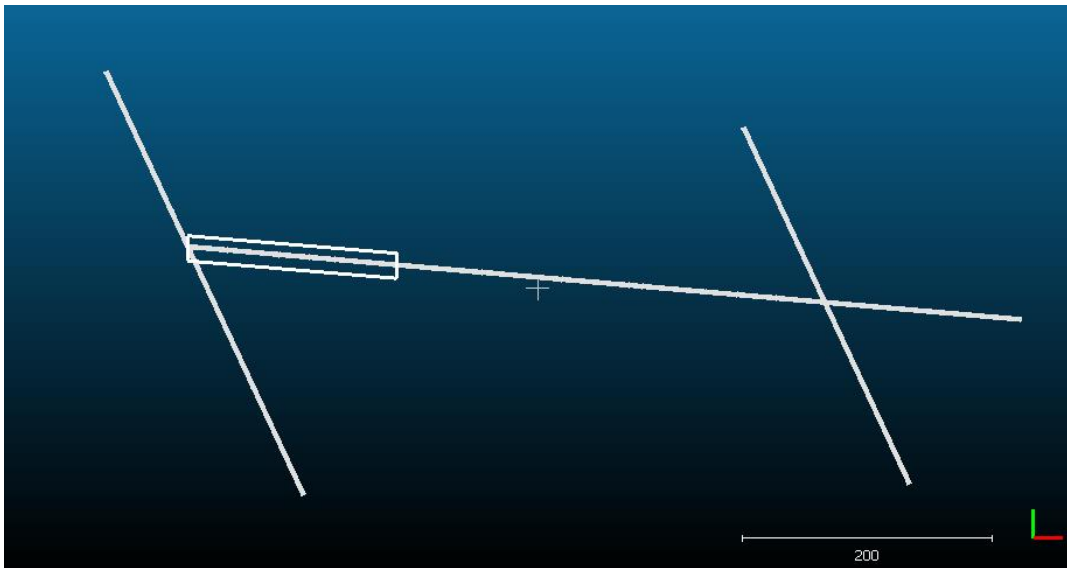


Figura 4.11: Delimitación de la primera sub zona de estudio en el túnel. Escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

Esta delimitación es en forma de prisma cuadrado de base 20x20 metros y una extensión de 167 metros.

4.3.1.1 Perfiles de tronadura sub zona uno

Dentro de la primera sub zona de estudio, se identifican todos los perfiles de tronadura realizados, los cuales se visualizan en la siguiente figura.

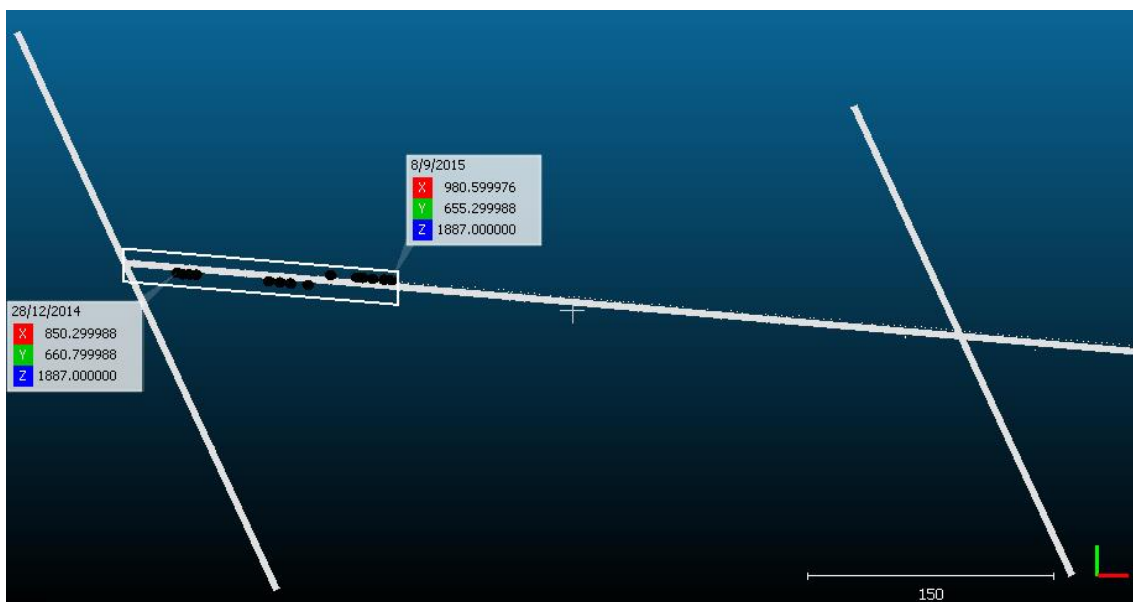


Figura 4.12: Perfiles de tronadura dentro de la sub zona de estudio uno. Escala 150:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

Tabla 4.4: Listado de perfiles de tronadura ocurridos dentro de la sub zona de estudio uno.

DTM	X	Y	Z	Fecha Tronadura
6024	850.3	660.8	1887	28/12/2014
6026	853.7	659.9	1887	5/1/2015
6029	857.8	659.7	1887	10/1/2015
6160	861.9	659.6	1887	16/1/2015
6580	906.3	655.7	1887	17/3/2015
6693	912.9	655.1	1887	30/3/2015
6785	919.4	654.3	1887	11/4/2015
6894	930	653.3	1887	23/4/2015
7111	943.7	658.5	1887	9/5/2015
8372	959.8	657.1	1887	3/8/2015
8496	963.1	656.8	1887	10/8/2015
8745	969.3	656.3	1887	28/8/2015
8848	976.4	655.7	1887	4/9/2015
8881	980.6	655.3	1887	8/9/2015

Como se puede visualizar, los perfiles de tronadura dentro de la sub zona de estudio 1, comprenden desde el 28/12/2014 hasta el 08/05/2015, por lo que, en el siguiente apartado de eventos sísmico, esa será la delimitación temporal.

4.3.1.2 *Eventos sísmicos sub zona uno*

Dentro de la primera sub zona de estudio, se identifican todos los eventos sísmicos producidos, los cuales se visualizan en la siguiente figura.

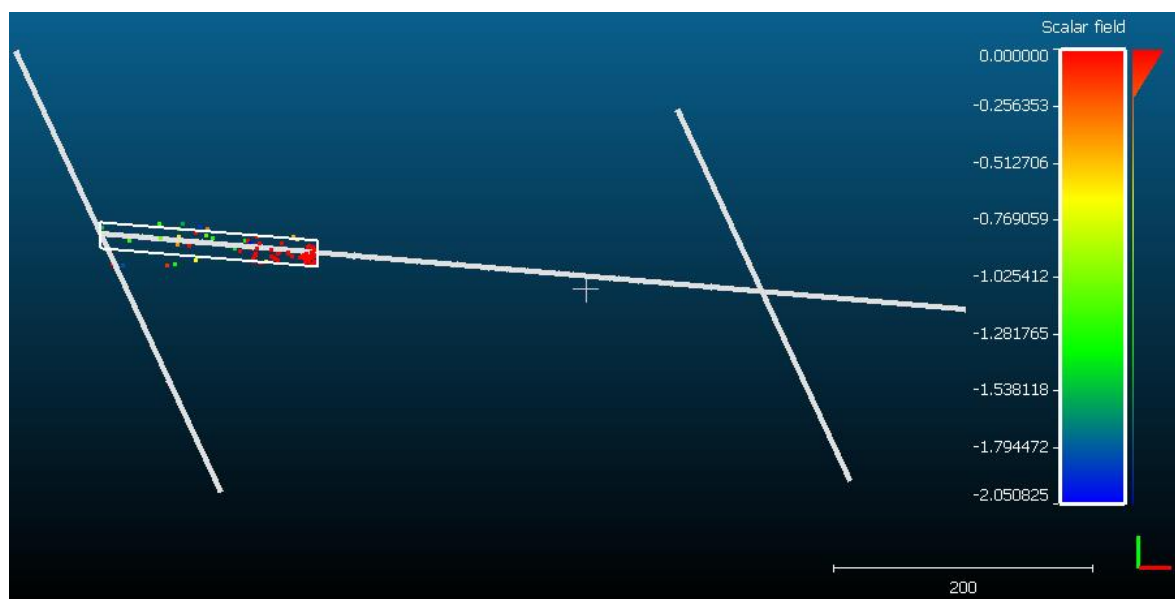


Figura 4.13: Eventos sísmicos dentro de la sub zona de estudio uno. Escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

Los eventos sísmicos son delimitados tanto espacial como temporalmente, espacialmente delimitados por el prisma de base cuadrada, y temporalmente delimitados por las fechas en que se produjeron los perfiles de tronadura.

Los eventos sísmicos producidos poseen un sesgo de intensidad entre los -0.256353 y los 0 M_w (colores rojizos).

4.3.1.3 Litología sub zona de estudio uno

Dentro de la litología de la primera sub zona de estudio, se observan los siguientes tipos de rocas.

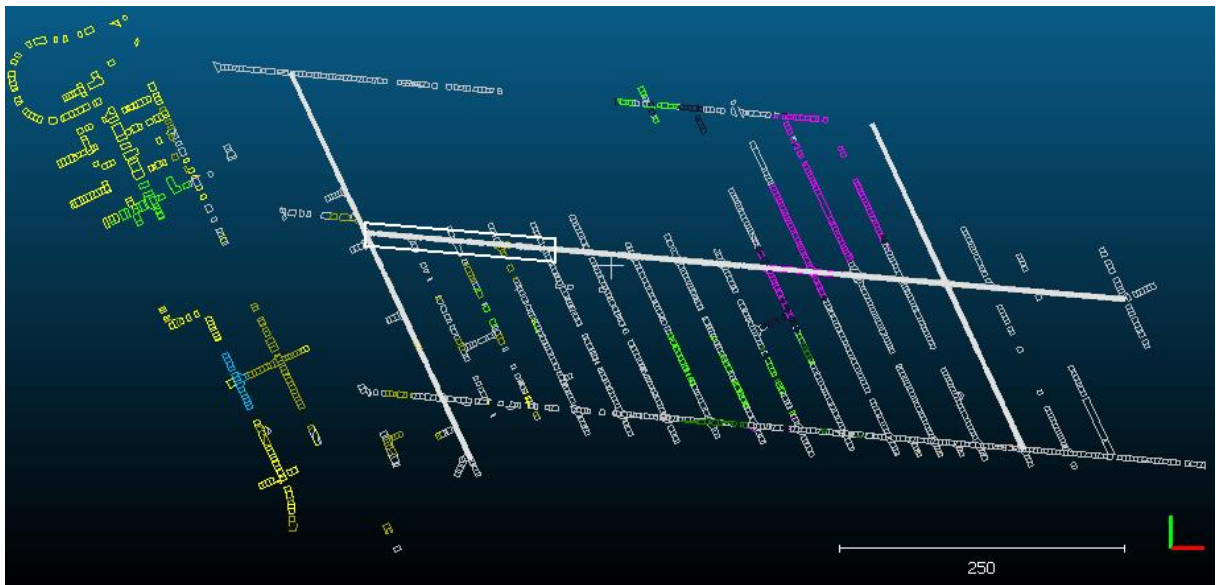


Figura 4.14: Litología delimitada en la sub zona de estudio uno. Escala 250:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

LITOLOGIA



Figura 4.15: Leyenda presente en la sub zona de estudio uno.

Como se ve en la leyenda, en esta sub zona de estudio, destaca principalmente la roca máfica junto a un pequeño sector con brecha ígnea de pórfido dacítico.

4.3.1.4 Esfuerzos *in situ* sub zona de estudio uno

Dentro de la primera zona de estudio, el campo de esfuerzo *in situ* se visualiza en la siguiente figura.

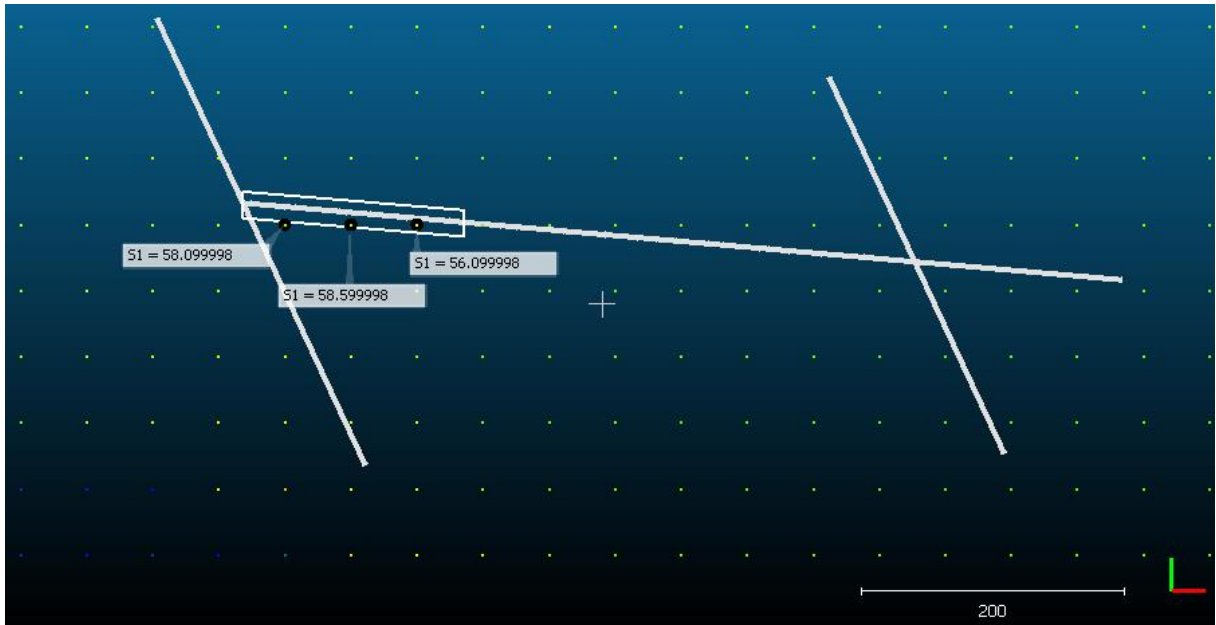


Figura 4.16: Campo de esfuerzos in situ (esfuerzo principal mayor) dentro de la sub zona de estudio uno. Escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

Los datos los esfuerzos principales intermedios y menores se muestran en anexos y además se resumen en la siguiente tabla.

Tabla 4.5: Campo de esfuerzo *in situ* en la primera sub zona de estudio.

Point	X	Y	Z	S1	S2	S3
1	850	650	1900	58.099	41.099	28.200
2	900	650	1900	58.599	42.299	30.000
3	950	650	1900	56.099	41.599	27.299

Con dichos datos se puede establecer un campo de esfuerzo promedio de σ_1 de 57.559 MPa, σ_2 de 41.666 MPa y σ_3 de 28.449 MPa.

4.3.2 Sub zona de estudio dos

La segunda sub zona de estudio corresponde al segundo tercio o sección media del túnel central de la zona de estudio, en la siguiente figura se visualiza su extensión.

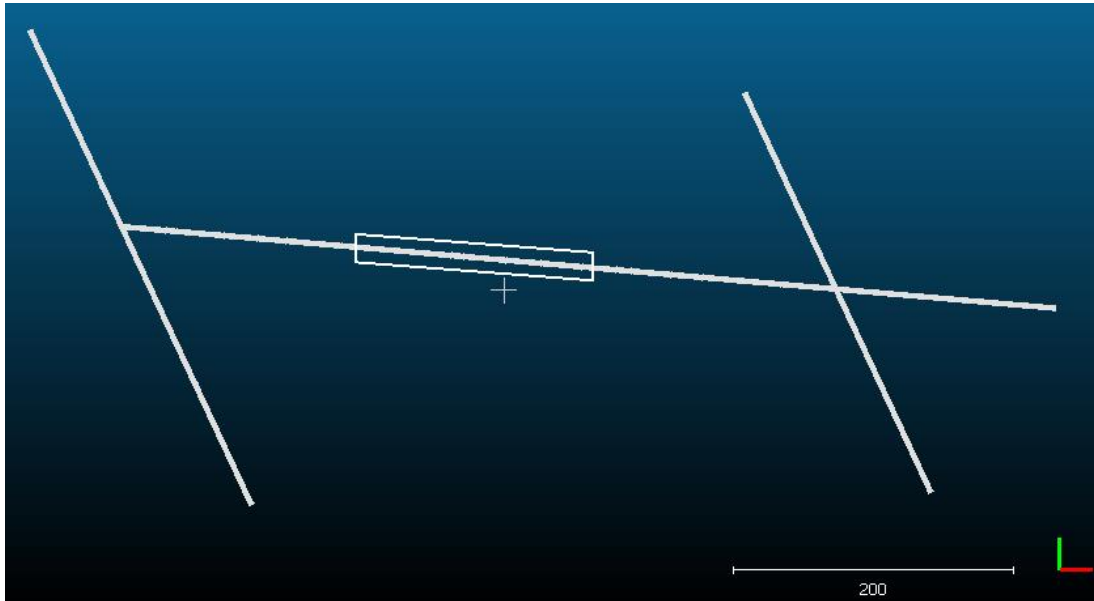


Figura 4.17: Delimitación de la segunda sub zona de estudio en el túnel. Escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

Esta delimitación es en forma de prisma cuadrado de base 20x20 metros y una extensión de 167 metros.

4.3.2.1 Perfiles de tronadura sub zona de estudio dos

Dentro de la segunda sub zona de estudio, se identifican todos los perfiles de tronadura realizados, los cuales se visualizan en la siguiente figura.

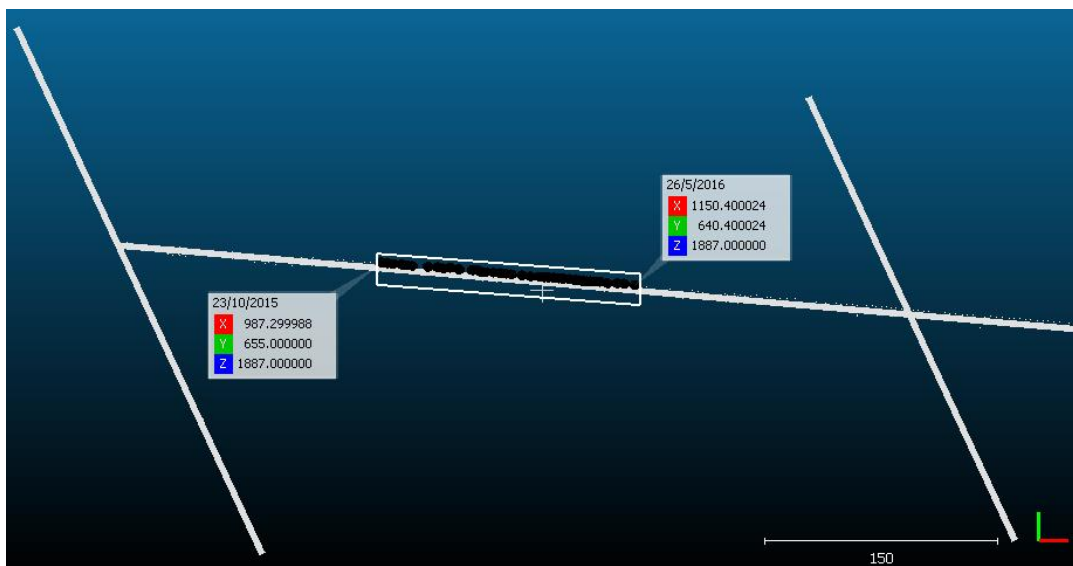


Figura 4.18: Perfiles de tronadura dentro de la sub zona de estudio dos. Escala 150:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

Tabla 4.6: Extracto de perfiles de tronadura ocurridos dentro de la sub zona de estudio dos.

DTM	X	Y	Z	Fecha Tronadura
9385	987.3	655	1887	23/10/2015
9444	991.3	654.4	1887	27/10/2015
9504	995	654	1887	1/11/2015
9735	1000.4	653.6	1887	13/11/2015
9785	1003.4	653.2	1887	19/11/2015
9887	1007.2	652.8	1887	22/11/2015
10223	1017.5	652.2	1887	20/12/2015
10332	1023.8	651.9	1887	4/1/2016
10429	1027.2	651.2	1887	6/1/2016
10471	1031.6	651.7	1887	11/1/2016
10680	1046	650.1	1887	28/1/2016
10663	1037.2	650.6	1887	28/1/2016
10691	1049.2	650.1	1887	30/1/2016
10732	1054.5	648.7	1887	2/2/2016
10722	1051.9	648.9	1887	2/2/2016
10765	1059.5	648.4	1887	7/2/2016
10777	1063.7	648.1	1887	12/2/2016
10787	1067.5	647.7	1887	13/2/2016
10802	1070.9	647.4	1887	17/2/2016
10852	1077.8	646.7	1887	25/2/2016
10883	1083.3	646	1887	1/3/2016

Como se puede visualizar, los perfiles de tronadura dentro de la sub zona de estudio dos, comprenden desde el 23/10/2015 hasta el 26/05/2016, por lo que, en el siguiente apartado de eventos sísmico, esa será la delimitación temporal.

4.3.2.2 *Eventos sísmicos sub zona de estudio dos*

Dentro de la segunda sub zona de estudio, se identifican todos los eventos sísmicos producidos, los cuales se visualizan en la siguiente figura.

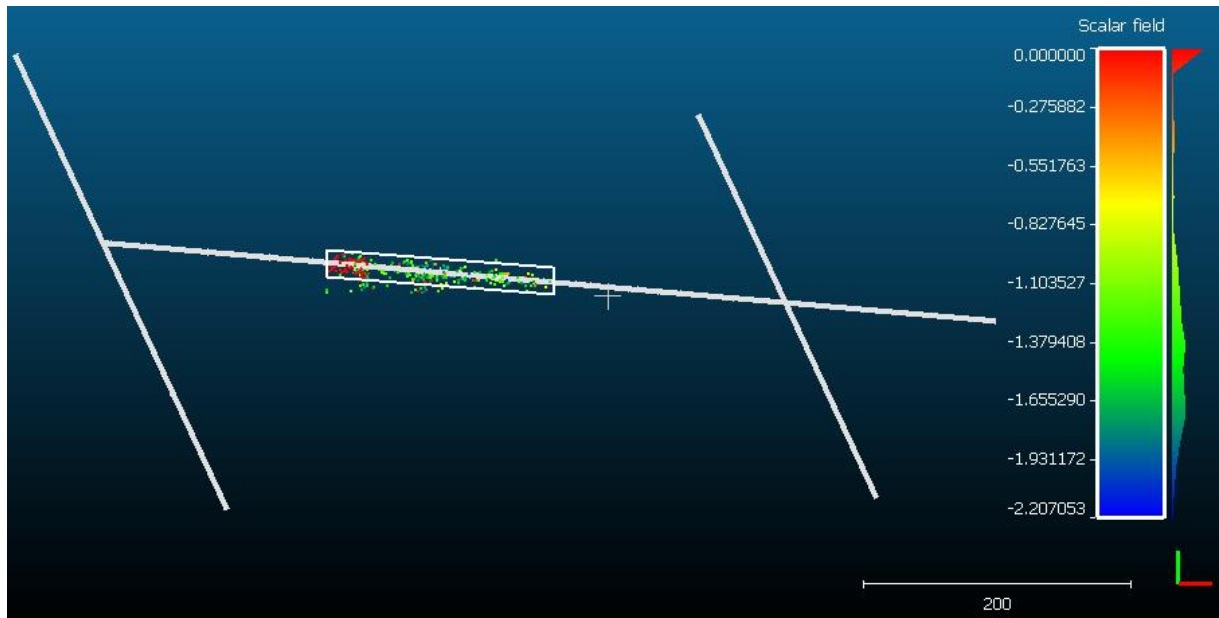


Figura 4.19: Eventos sísmicos dentro de la sub zona de estudio dos. Escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

Los eventos sísmicos son delimitados tanto espacial como temporalmente, espacialmente delimitados por el prisma de base cuadrada, y temporalmente delimitados por las fechas en que se produjeron los perfiles de tronadura.

Los eventos sísmicos producidos poseen dos sesgos de intensidad entre los -1.931172 y los -0.827645 M_w (colores verde-azulados) y entre los -0.275882 y los 0 M_w (colores rojizos).

4.3.2.3 Litología sub zona de estudio dos

Dentro de la litología de la primera sub zona de estudio, se observan los siguientes tipos de rocas.

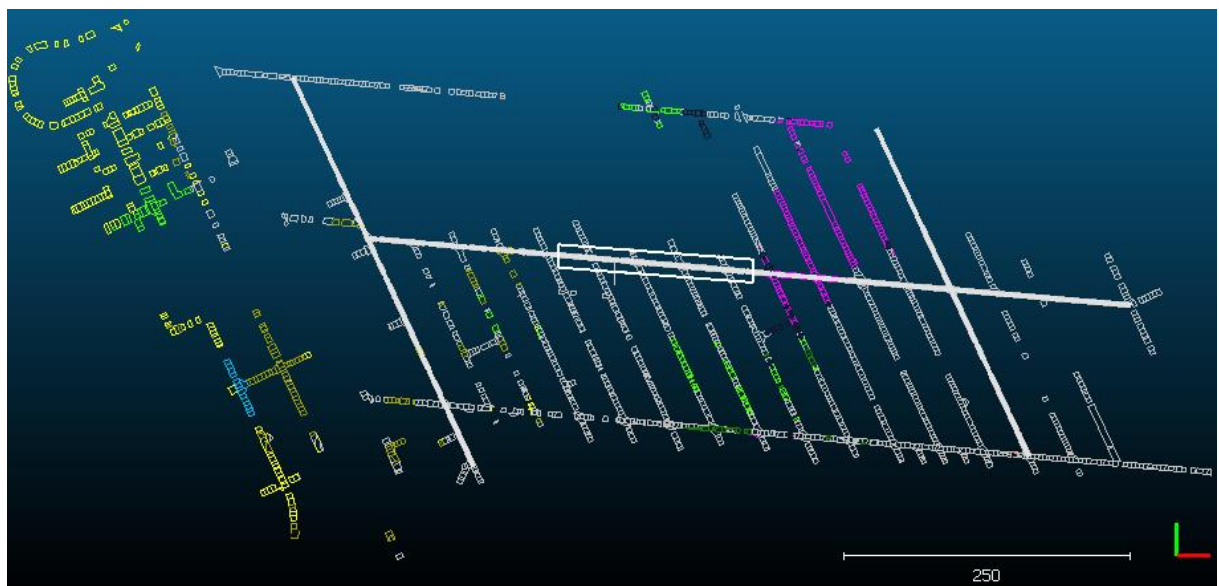


Figura 4.20: Litología delimitada en la sub zona de estudio dos. Escala 250:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

Al contrario que la anterior sub zona de estudio, esta sub zona está completamente formada por roca máfica, por lo que no existen contactos litológicos.

4.3.2.4 Esfuerzos *in situ* sub zona de estudio dos

Dentro de la segunda zona de estudio, el campo de esfuerzo *in situ* se visualiza en la siguiente figura.

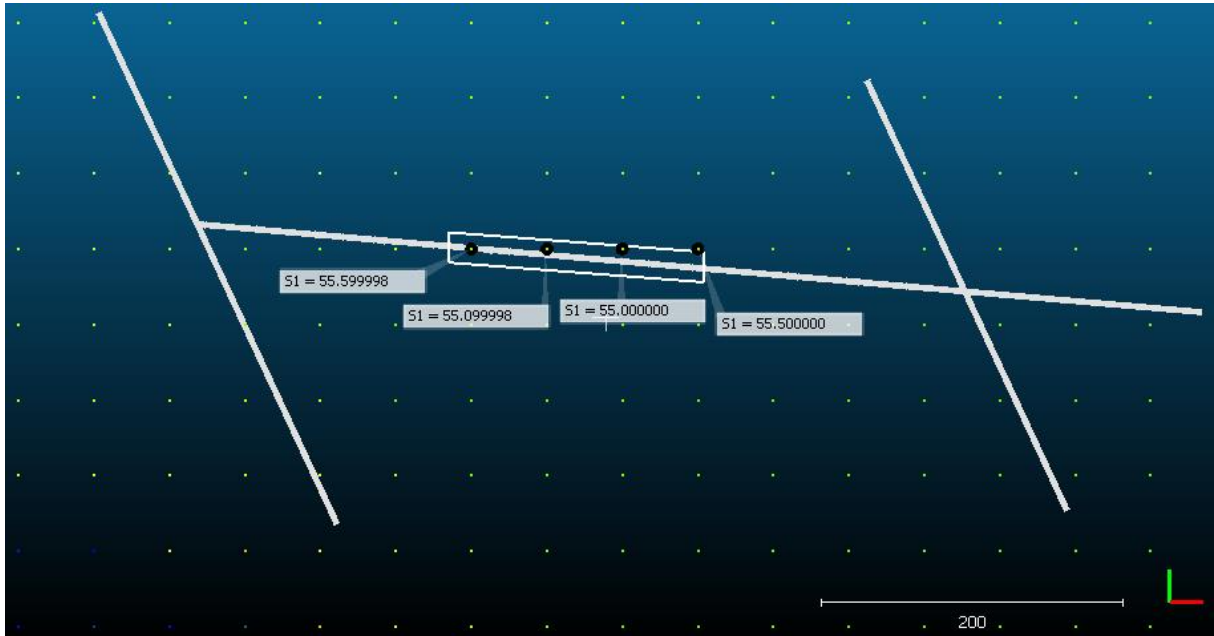


Figura 4.21: Campo de esfuerzos *in situ* (esfuerzo principal mayor) dentro de la sub zona de estudio dos. Escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

Los datos los esfuerzos principales intermedios y menores se muestran en anexos y además se resumen en la siguiente tabla.

Tabla 4.7: Campo de esfuerzo *in situ* en la segunda sub zona de estudio.

Point	X	Y	Z	S1	S2	S3
1	1000	650	1900	55.599	42.299	27.400
2	1050	650	1900	55.099	42.900	27.299
3	1100	650	1900	55.000	43.799	27.500
4	1150	650	1900	55.500	44.200	30.299

Con dichos datos se puede establecer un campo de esfuerzo promedio de σ_1 de 55.299 MPa, σ_2 de 43.299 MPa y σ_3 de 28.125 MPa.

4.3.3 Sub zona de estudio tres

La tercera sub zona de estudio corresponde al último tercio del túnel central de la zona de estudio, en la siguiente figura se visualiza su extensión.

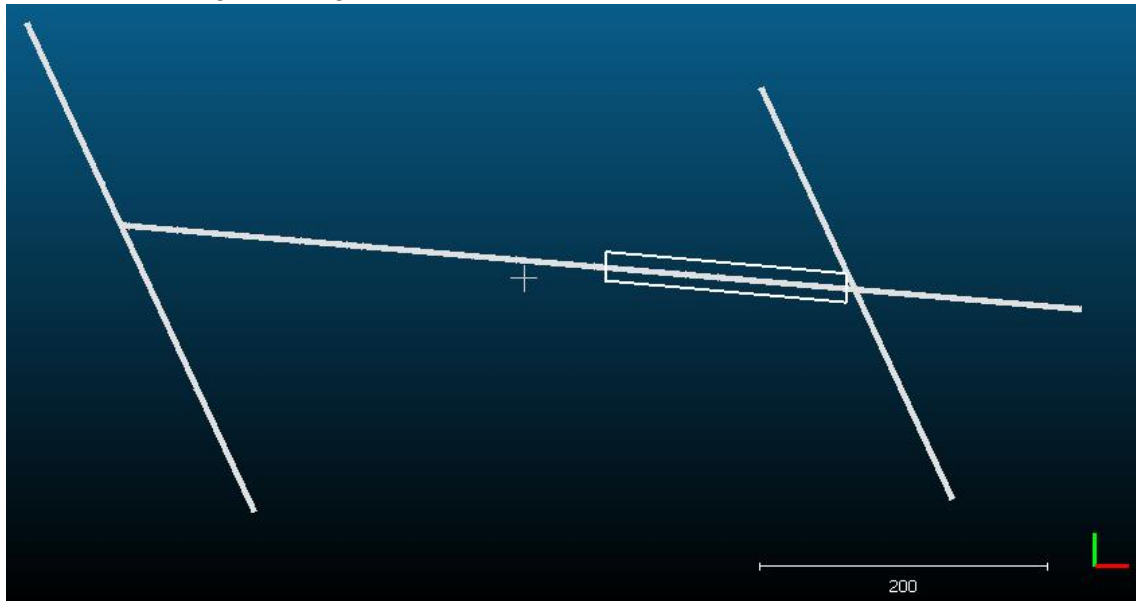


Figura 4.22: Delimitación de la tercera sub zona de estudio en el túnel. Escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

Esta delimitación es en forma de prisma cuadrado de base 20x20 metros y una extensión de 167 metros.

4.3.3.1 Perfiles de tronadura sub zona de estudio tres

Dentro de la tercera sub zona de estudio, se identifican todos los perfiles de tronadura realizados, los cuales se visualizan en la siguiente figura.

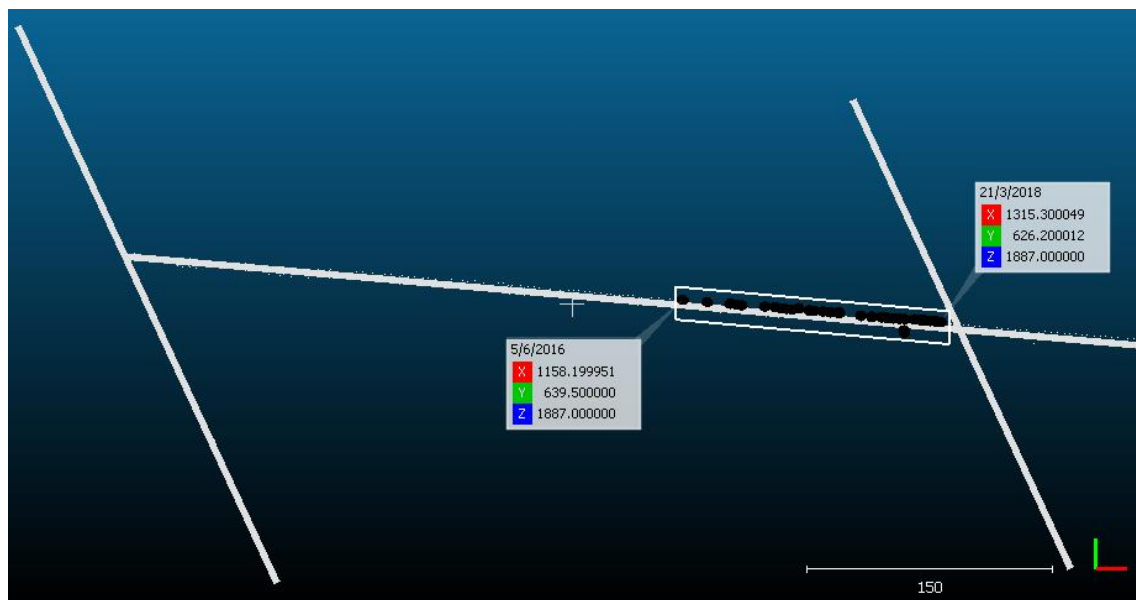


Figura 4.23: Perfiles de tronadura dentro de la sub zona de estudio tres. Escala 150:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

Tabla 4.8: Extracto de perfiles de tronadura ocurridos dentro de la sub zona de estudio tres.

DTM	X	Y	Z	Fecha Tronadura
11692	1158.2	639.5	1887	5/6/2016
12629	1173.1	638.2	1887	27/7/2016
12768	1187.1	637.2	1887	6/8/2016
12821	1190.8	636.6	1887	8/8/2016
12840	1194.1	636.2	1887	13/8/2016
13184	1208.2	635.5	1887	30/8/2016
13376	1214.5	635.2	1887	9/9/2016
13449	1218	634.4	1887	13/9/2016
13491	1221.2	634.1	1887	16/9/2016
13571	1224.7	633.7	1887	22/9/2016
13693	1228.7	634.6	1887	28/9/2016
15979	1235.2	633.3	1887	3/3/2017
16046	1237.9	633	1887	8/3/2017
16113	1243.6	632.6	1887	10/3/2017
16157	1247.8	632	1887	14/3/2017
16215	1253.5	632	1887	18/3/2017
16373	1266.8	630	1887	27/3/2017
16489	1273.3	629.4	1887	31/3/2017
16562	1279.4	629.2	1887	10/4/2017
16648	1282.7	628.8	1887	17/4/2017
16677	1286.8	628.5	1887	19/4/2017

Como se puede visualizar, los perfiles de tronadura dentro de la sub zona de estudio tres, comprenden desde el 05/06/2016 hasta el 21/03/2018, por lo que, en el siguiente apartado de eventos sísmico, esa será la delimitación temporal.

4.3.3.2 *Eventos sísmicos sub zona de estudio tres*

Dentro de la segunda sub zona de estudio, se identifican todos los eventos sísmicos producidos, los cuales se visualizan en la siguiente figura.

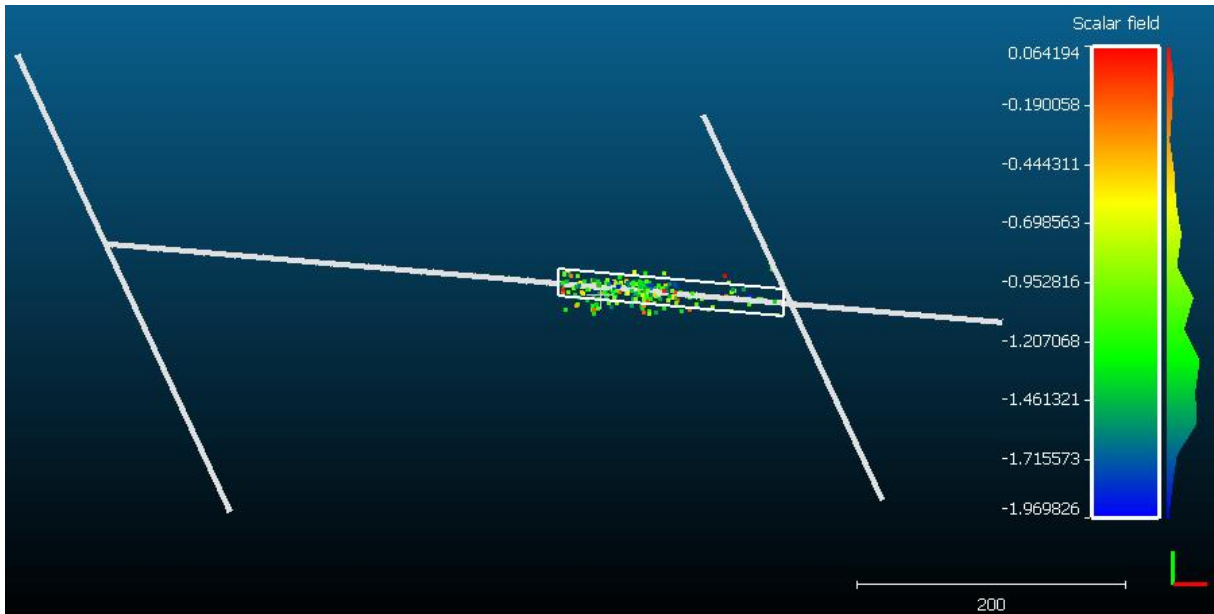


Figura 4.24: Eventos sísmicos dentro de la sub zona de estudio tres. Escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

Los eventos sísmicos son delimitados tanto espacial como temporalmente, espacialmente delimitados por el prisma de base cuadrada, y temporalmente delimitados por las fechas en que se produjeron los perfiles de tronadura.

Los eventos sísmicos producidos poseen un sesgo de intensidad entre los -1.715573 y los -0.952816 M_w (colores verde-azulados).

4.3.3.3 Litología sub zona de estudio tres

Dentro de la litología de la primera sub zona de estudio, se observan los siguientes tipos de rocas.

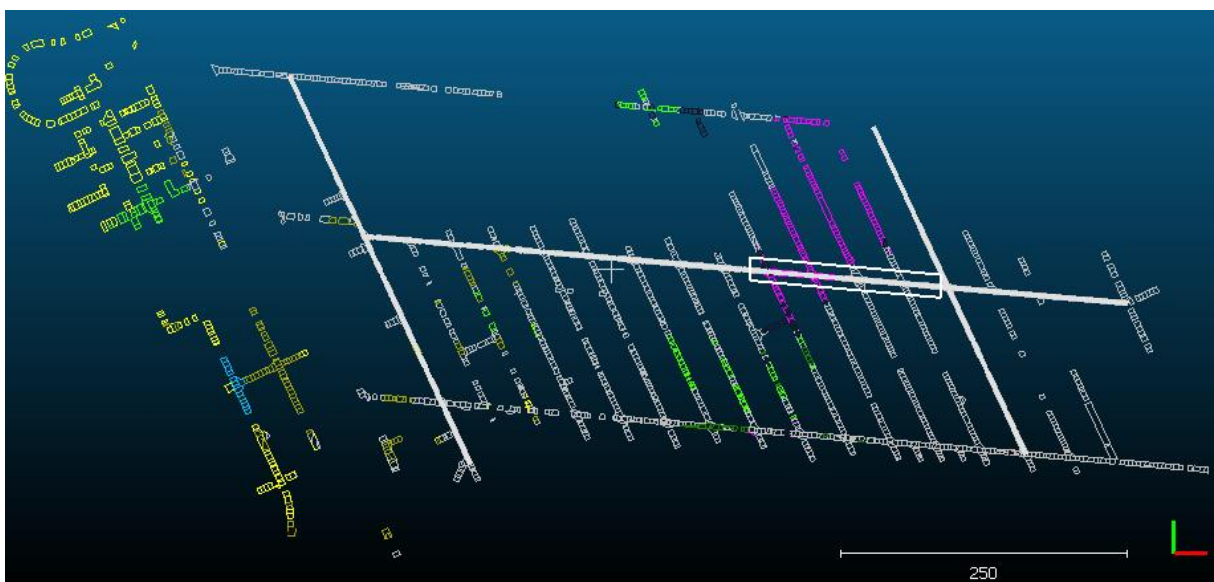


Figura 4.25: Litología delimitada en la sub zona de estudio tres. Escala 250:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

LITOLOGIA



Figura 4.26: Leyenda presente en la sub zona de estudio 3.

Al contrario de la sub zona anterior, en esta zona existe un fuerte contacto litológico entre roca máfica y pórfido diorítico, ambas rocas de tipo frágiles y con gran porcentaje de cuarzo.

4.3.3.4 Esfuerzo *in situ* sub zona de estudio tres

Dentro de la tercera zona de estudio, el campo de esfuerzo *in situ* se visualiza en la siguiente figura.

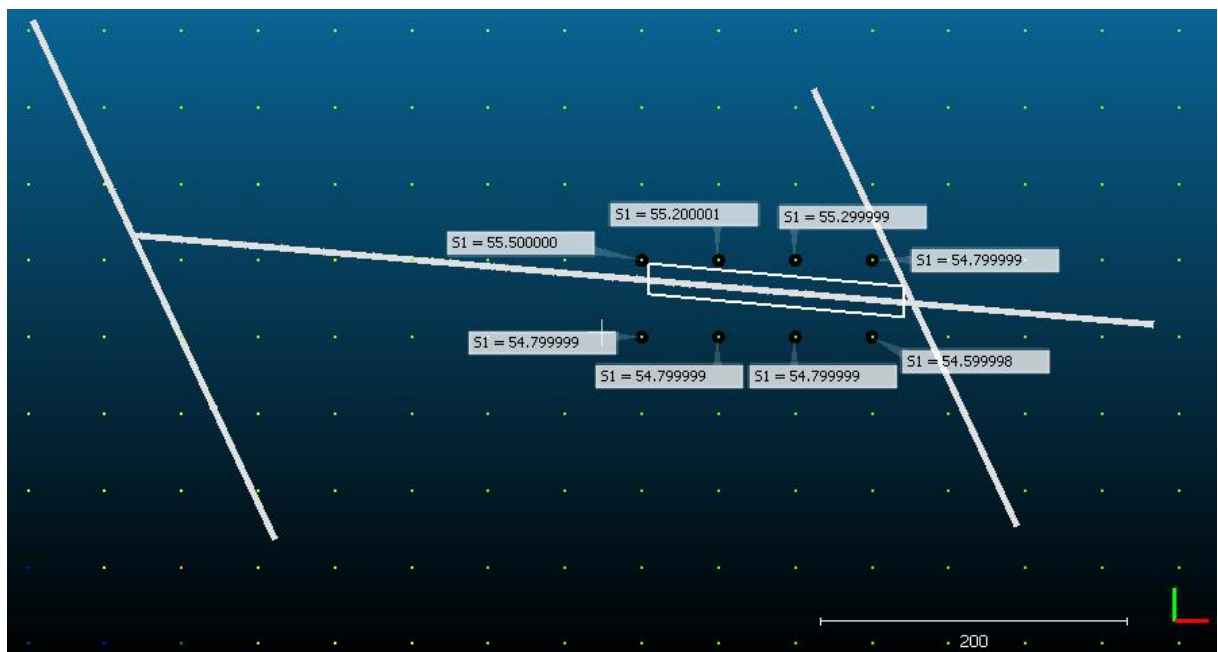


Figura 4.27: Campo de esfuerzos *in situ* (esfuerzo principal mayor) dentro de la sub zona de estudio tres. Escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

Los datos los esfuerzos principales intermedios y menores se muestran en anexos y además se resumen en la siguiente tabla.

Tabla 4.9: Campo de esfuerzo *in situ* en la tercera sub zona de estudio.

Point	X	Y	Z	S1	S2	S3
1	1150	650	1900	55.500	44.200	30.299
2	1200	650	1900	55.200	45.000	30.600
3	1250	650	1900	55.299	45.400	30.500
4	1300	650	1900	54.799	44.400	27.700
5	1150	600	1900	54.799	43.700	27.400
6	1200	600	1900	54.799	44.299	30.000
7	1250	600	1900	54.799	44.000	27.200
8	1300	600	1900	54.599	44.200	27.500

Con dichos datos se puede establecer un campo de esfuerzo promedio de σ_1 de 57.974 MPa, σ_2 de 44.400 MPa y σ_3 de 28.900 MPa.

5. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

En esta sección se presentan los resultados obtenidos mediante la secuencia de trabajo mostrada en la sección anterior y se discute acerca de ellos con el fin de lograr los objetivos propuestos en la investigación

5.1 Sub zona de estudio uno

Los resultados de la sub zona de estudio uno, se despliegan en los siguientes apartados, en ellos se evalúa nivel de sobreexcavación y su relación con cada uno de las características que se consideran en esta investigación: excavación, sismicidad, litología y campo de esfuerzo *in situ*.

5.1.1 Sobreexcavación sub zona de estudio uno

El nivel de sobreexcavación es presentado mediante secciones transversales al túnel de espesura de 1 metro, además esta es medida de acuerdo a la distancia desde el contorno del túnel hacia el exterior o interior del mismo túnel, desde colores negros (contracción del túnel) hasta colores violetas (sobreexcavación en túnel). A continuación, se presentan algunas figuras representativas de los niveles de sobreexcavación en la primera sub zona de estudio.

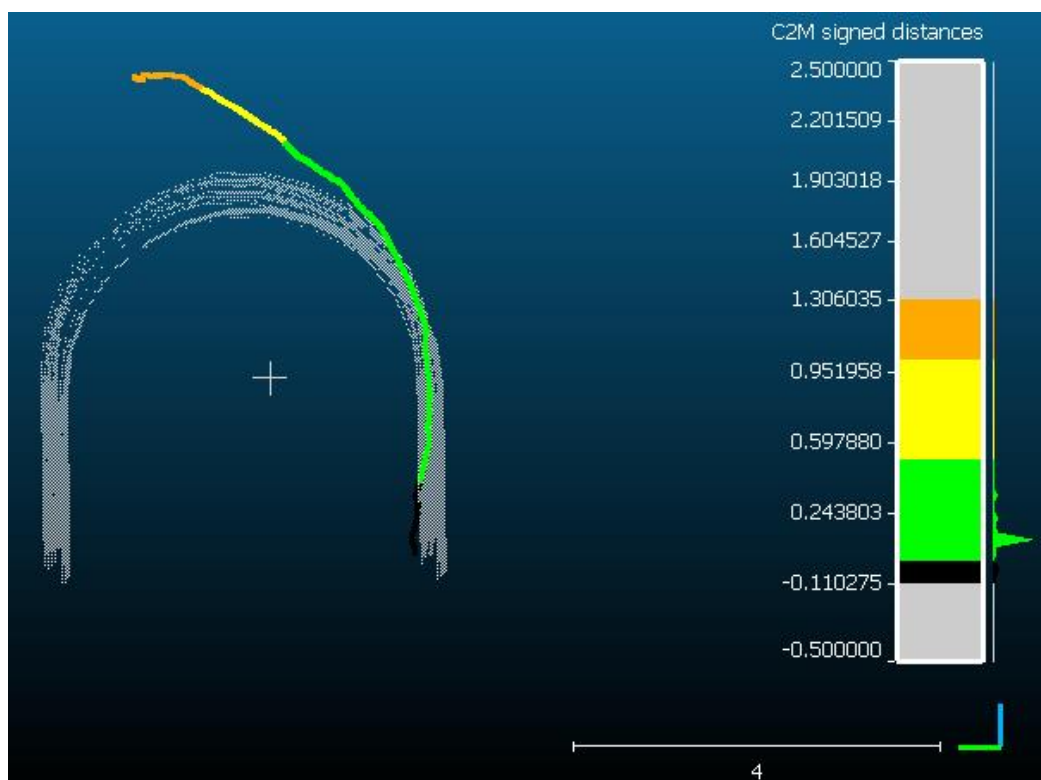


Figura 5.28: Primera sección de sobreexcavación en la sub zona de estudio 1. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).

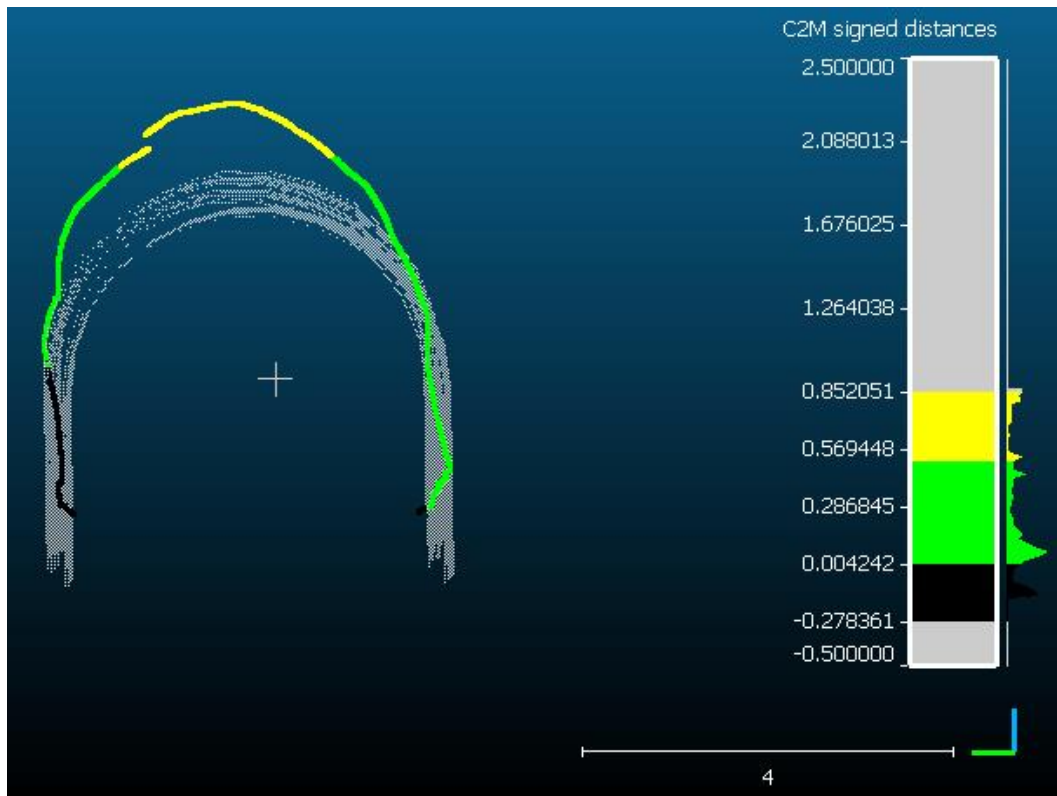


Figura 5.29: Sección intermedia de sobreexcavación en la sub zona de estudio 1. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).

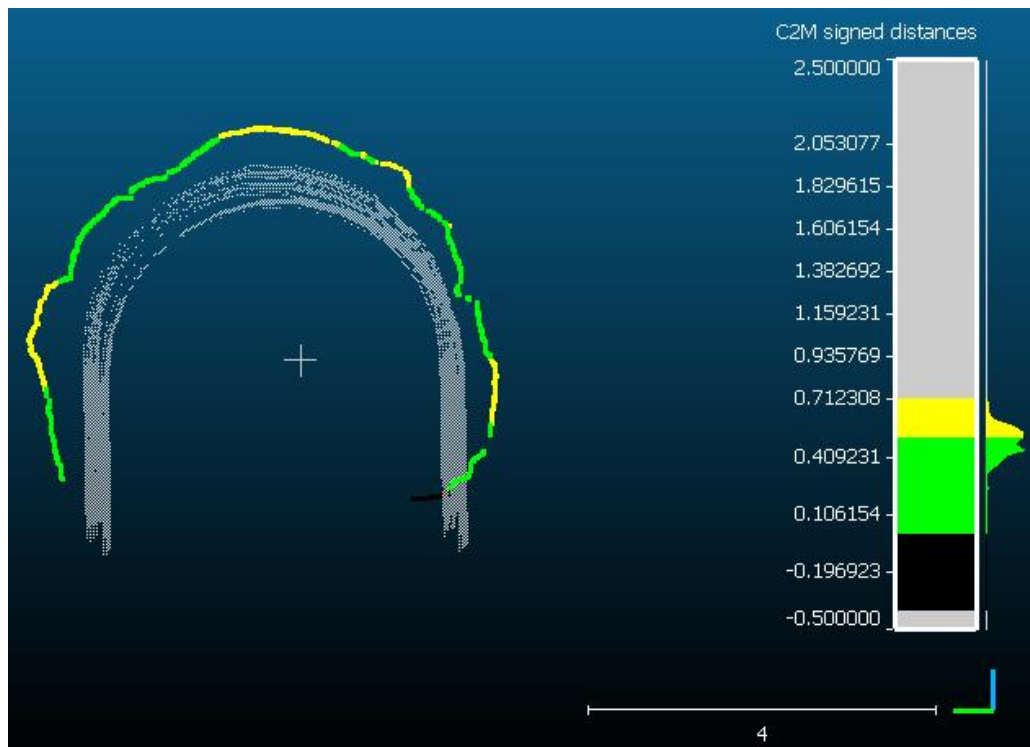


Figura 5.30: Última Sección de sobreexcavación en la sub zona de estudio 1. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).

Se presentan más secciones del túnel en la sección de Anexos.

5.1.2 Sobreexcavación y tronadura

Para encontrar la relación entre la presencia de sobreexcavación y los perfiles de tronadura, ambos se visualizan juntos en la siguiente figura.

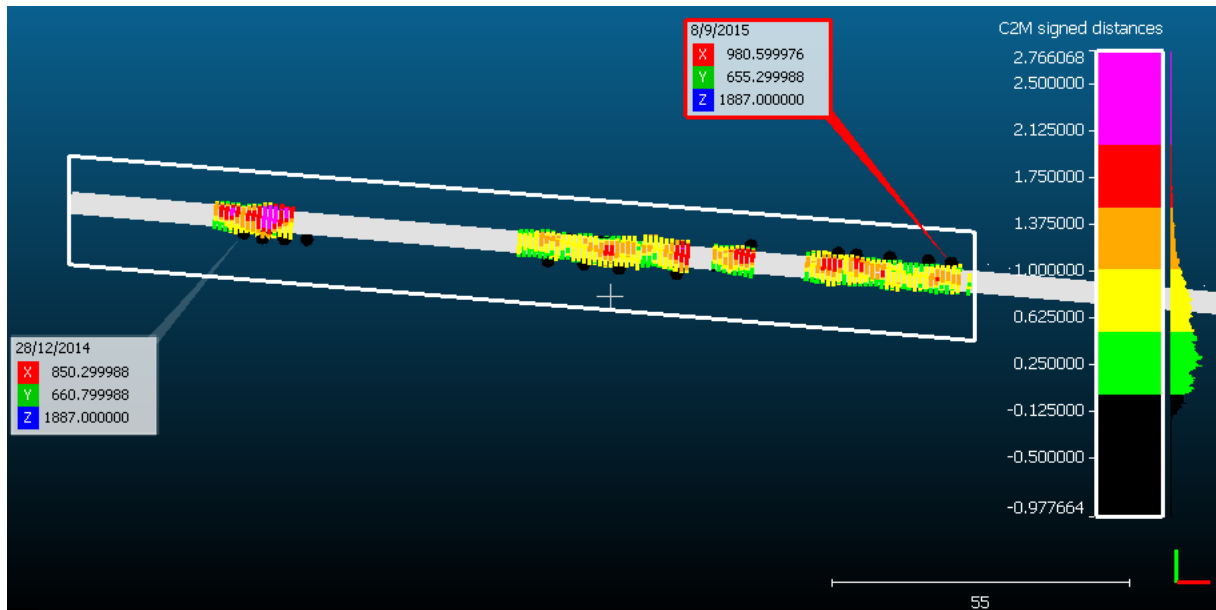


Figura 5.31: Visualización de perfiles de tronadura y sobreexcavación en la primera sub zona de estudio. Escala 55:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

Se aprecia en la figura que existe una fuerte correlación entre los perfiles de tronaduras y las zonas de sobreexcavación ya que coinciden espacialmente y en las zonas en donde no hay tronaduras, simplemente no hay sobreexcavación.

Sin embargo, solo este factor por sí solo no permite explicar en detalle el nivel de sobreexcavación que hay en la zona, pues los niveles van variando independiente de los perfiles de tronadura.

Se observaba un sesgo de sobreexcavación de entre los -0.125 y 1.000 metros (colores verde-amarillos), siendo estos niveles leves, sin embargo, se visualizan niveles de sobreexcavación por sobre los 2 metros (colores rojo-violeta), en donde se realizan tronaduras seguidas.

5.1.3 Sobreexcavación y sismicidad

Para encontrar la relación entre la presencia de sobreexcavación y la sismicidad dentro del túnel, ambos se visualizan juntos en la siguiente figura.

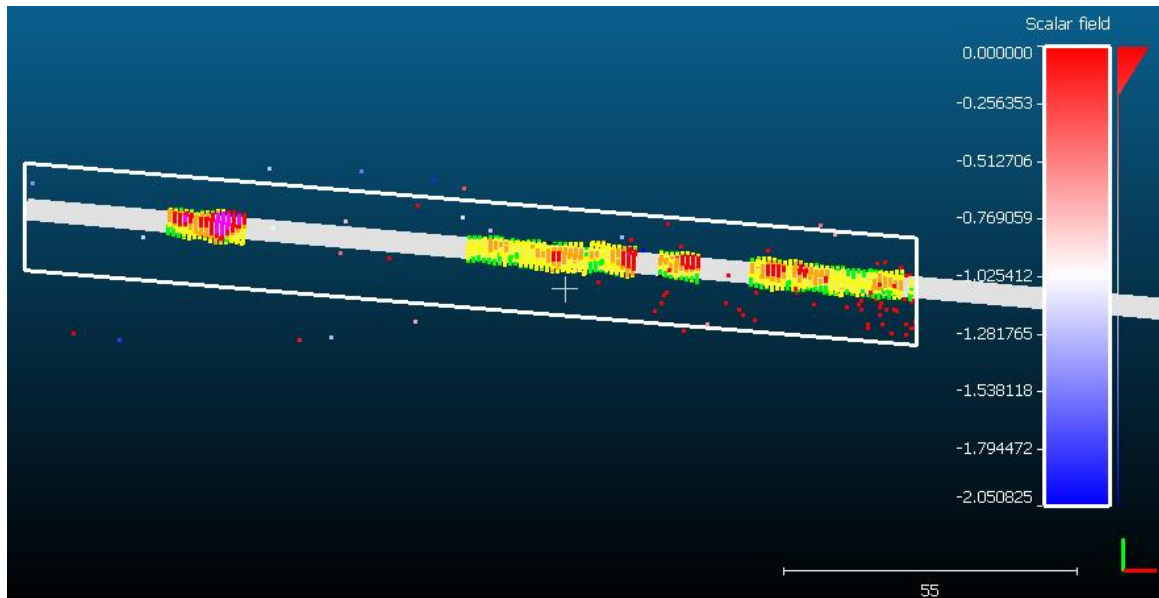


Figura 5.32: Visualización de la sismicidad en el túnel y sobreexcavación en la primera sub zona de estudio. Escala 55:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

La relación entre la sismicidad y la sobreexcavación en este caso, no se aprecia de manera directa, pues existen datos dispersos y sin una clara relación con los niveles altos de sobreexcavación (se esperaría que una concentración de sismicidad en una zona provoque ciertos niveles de sobreexcavación), sin embargo, la sismicidad tiene relación con los perfiles de tronadura como se vio en la sección anterior, por lo que se puede establecer un tipo de “relación indirecta” entre la sismicidad y la sobreexcavación para este caso.

5.1.4 Sobreexcavación y litología

Para encontrar la relación entre la presencia de sobreexcavación y la litología dentro del túnel, ambos se visualizan juntos en la siguiente figura.

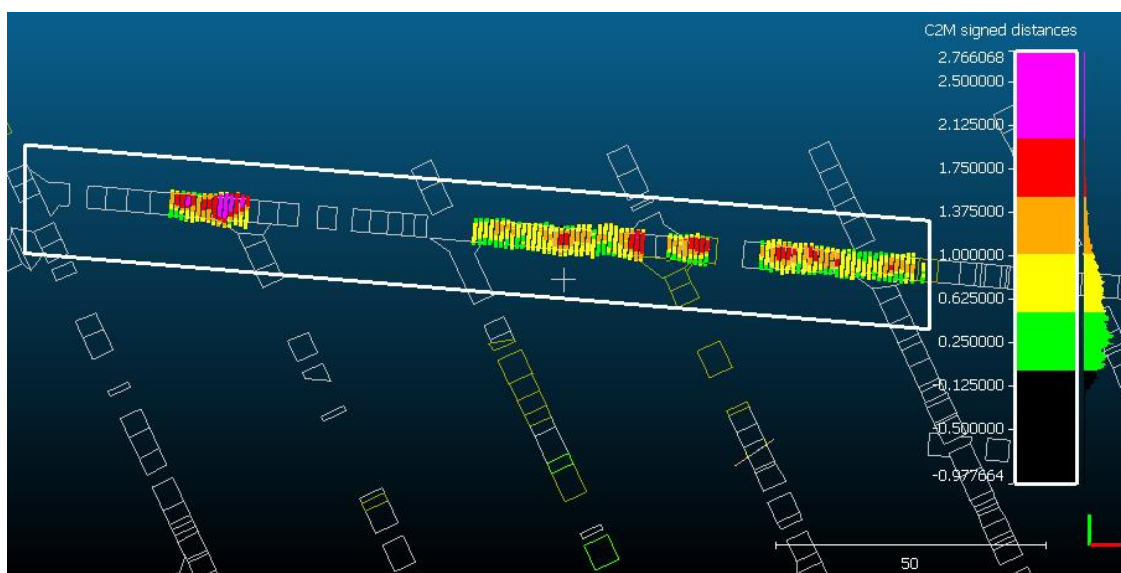


Figura 5.33: Visualización de la litología en el túnel y sobreexcavación en la primera sub zona de estudio. Escala 50:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

La relación entre la litología del túnel y la sobreexcavación posee dos aristas, la primera es la zona superior en donde los niveles de sobreexcavación son altos (por sobre los 2 metros) y no existe presencia de contactos litológicos en dicha zona. La segunda arista se presenta en la zona central-inferior en donde la mayoría de niveles alto de sobreexcavación ocurren en la zona de contacto de la roca máfica (color gris) y la brecha ígnea de pórfido dacítico (color dorado). Estas dos aristas pueden explicarse con la introducción de un tercer elemento, los perfiles de tronadura, pues en la zona superior ocurren tronaduras seguidas, mientras que, en la zona central-inferior, las tronaduras guardan cierta distancia. Esto conduce a que a premisa de que la sobreexcavación es producto de varios factores, cobre veracidad.

5.1.5 Sobreexcavación y campo de esfuerzo *in situ*

Para encontrar la relación entre la presencia de sobreexcavación y el campo de esfuerzo *in situ*, ambos se visualizan juntos en la siguiente figura.

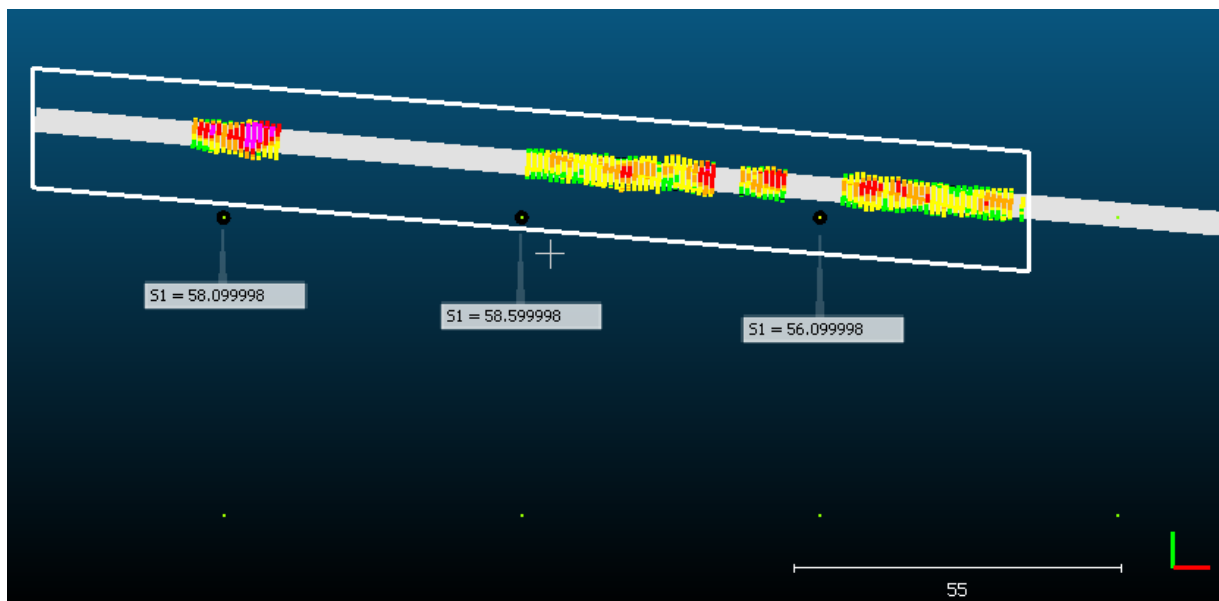


Figura 5.34: Visualización del campo de esfuerzo *in situ* y sobreexcavación en la primera sub zona de estudio. Escala 55:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

La relación entre el campo de esfuerzo *in situ* y la sobreexcavación en este caso no se visualiza pues, el nivel de los esfuerzos en la sub zona de estudio se mantienen dentro de un rango estable (no hay variaciones grandes), además un campo de esfuerzo *in situ* con un esfuerzo principal mayor promedio de 57.559 MPa no es considerado según la literatura como una zona de “altos esfuerzos”.

Por lo que se establece que para este caso dentro de esta sub zona de estudio, el campo de esfuerzo *in situ*, no es un factor determinante a la hora de evaluar el nivel de sobreexcavación.

5.2 Sub zona de estudio dos

Los resultados de la sub zona de estudio dos al igual que en el apartado anterior con la sub zona de estudio uno, se despliegan en los siguientes apartados, en ellos se evalúa nivel de sobreexcavación y su relación con cada uno de las características que se consideran en esta investigación: excavación, sismicidad, litología y campo de esfuerzo *in situ*.

5.2.1 Sobreexcavación sub zona de estudio dos

El nivel de sobreexcavación es presentado mediante secciones transversales al túnel de espesura de 1 metro, además esta es medida de acuerdo a la distancia desde el contorno del túnel hacia el exterior o interior del mismo túnel, desde colores negros (contracción del túnel) hasta colores violetas (sobreexcavación en túnel). A continuación, se presentan algunas figuras representativas de los niveles de sobreexcavación en la segunda sub zona de estudio.

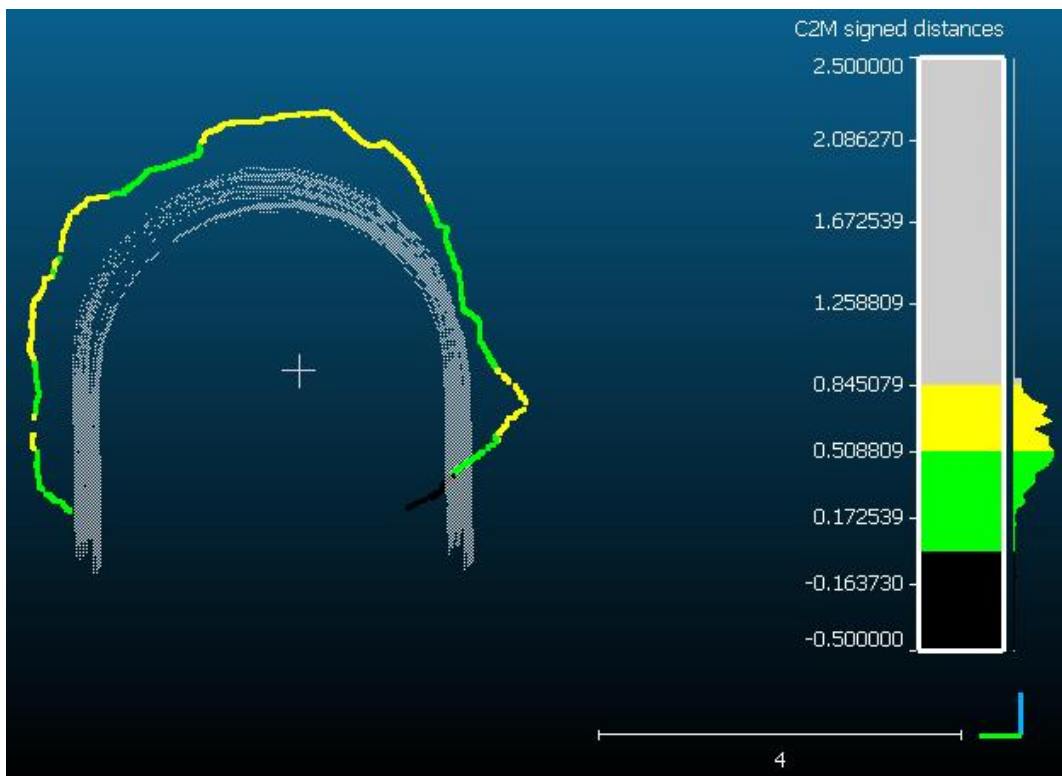


Figura 5.35: Primera sección de sobreexcavación en la sub zona de estudio 2. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).

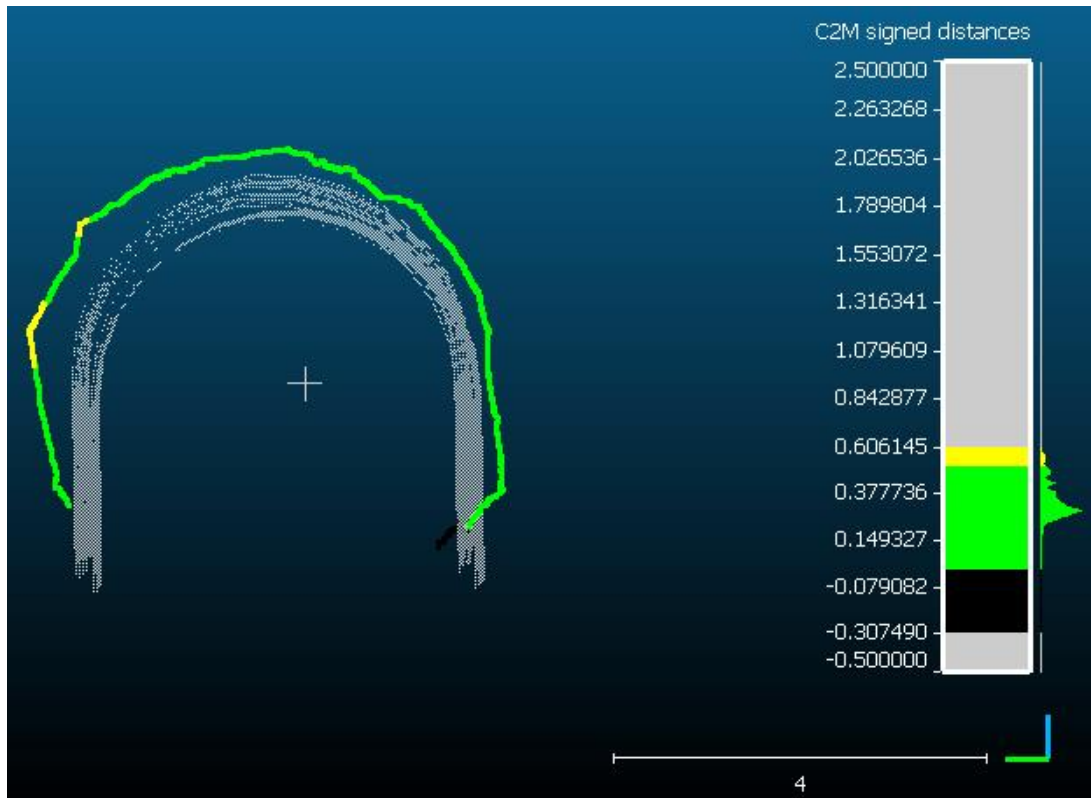


Figura 5.36: Sección intermedia de sobreexcavación en la sub zona de estudio 2. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).

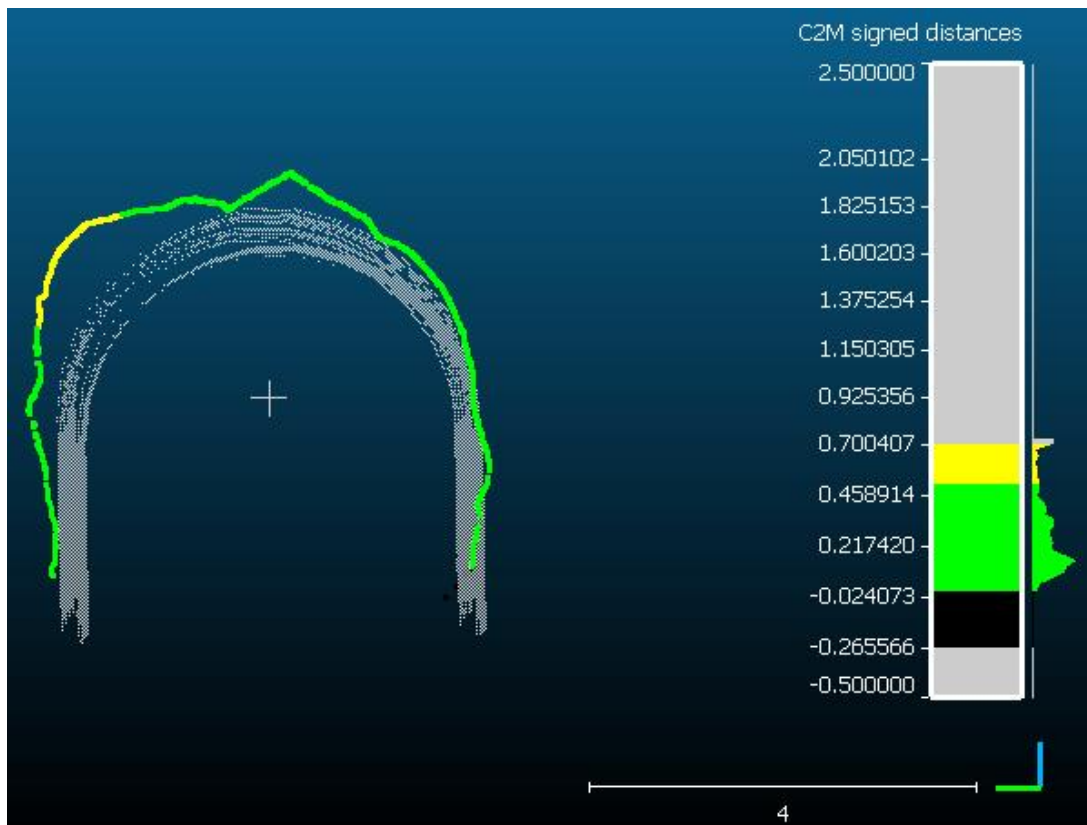


Figura 5.37: Última sección de sobreexcavación en la sub zona de estudio 2. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).

Se presentan más secciones del túnel en la sección de Anexos.

5.2.2 Sobreexcavación y tronadura

Para encontrar la relación entre la presencia de sobreexcavación y los perfiles de tronadura, ambos se visualizan juntos en la siguiente figura.

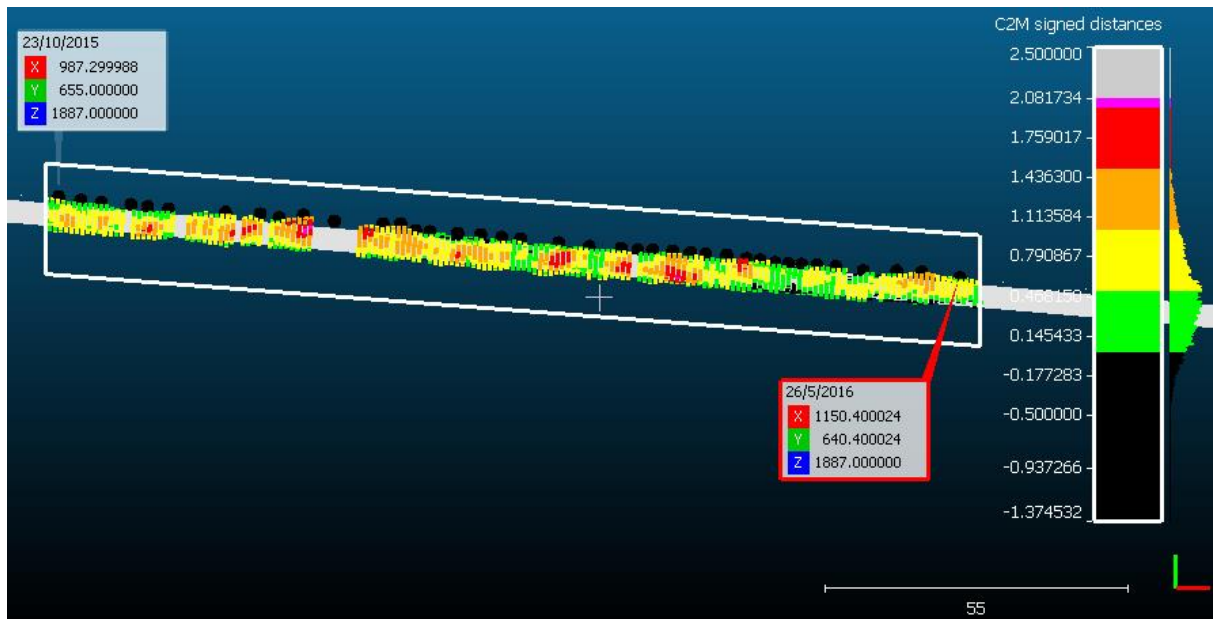


Figura 5.38: Visualización de perfiles de tronadura y sobreexcavación en la segunda sub zona de estudio. Escala 55:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

Al igual que en la primera sub zona de estudio, existe una muy buena correlación entre los perfiles de tronadura y las zonas de sobreexcavación, ya que estas zonas se encuentran precisamente donde ocurren las tronaduras.

Aunque, al igual que en la sub zona anterior, solo este factor por sí solo no permite explicar en detalle el nivel de sobreexcavación que hay en la zona, pues los niveles van variando independiente de los perfiles de tronadura.

Se observaba un sesgo de sobreexcavación de entre los 0.1455433 y 0.790867 metros (colores verde-amarillos), siendo estos niveles leves, sin embargo, se visualizan niveles de sobreexcavación por sobre los 2 metros (colores rojo-violeta), en algunas zonas donde se producen tronaduras consecutivas.

5.2.3 Sobreexcavación y sismicidad

Para encontrar la relación entre la presencia de sobreexcavación y la sismicidad dentro del túnel, ambos se visualizan juntos en la siguiente figura.

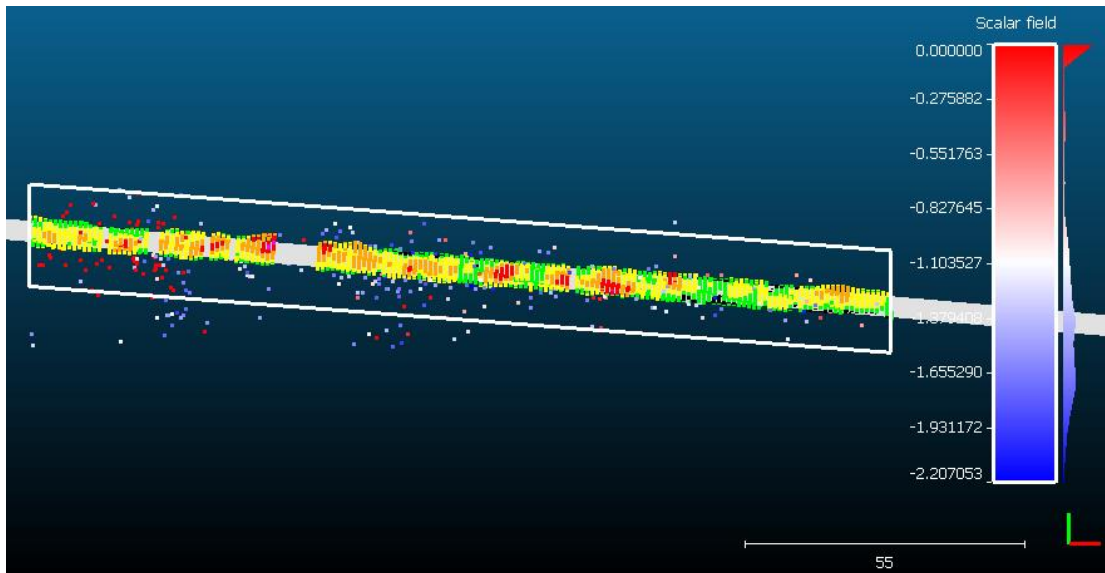


Figura 5.39: Visualización de la sismicidad en el túnel y sobreexcavación en la segunda sub zona de estudio. Escala 55:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

Esta vez, al contrario de la sub zona anterior, los eventos sísmicos están mucho más concentrados alrededor del túnel, y coinciden en gran mayoría con los niveles altos de sobreexcavación en el túnel, a pesar de su leve nivel de magnitud, la cantidad de eventos sísmicos que ocurren dentro de esta zona (377 eventos) producen mayor perturbación en el túnel.

En este caso, la sismicidad es un factor importante a la hora de evaluar el nivel de sobreexcavación.

5.2.4 Sobreexcavación y litología

Para encontrar la relación entre la presencia de sobreexcavación y la litología dentro del túnel, ambos se visualizan juntos en la siguiente figura.

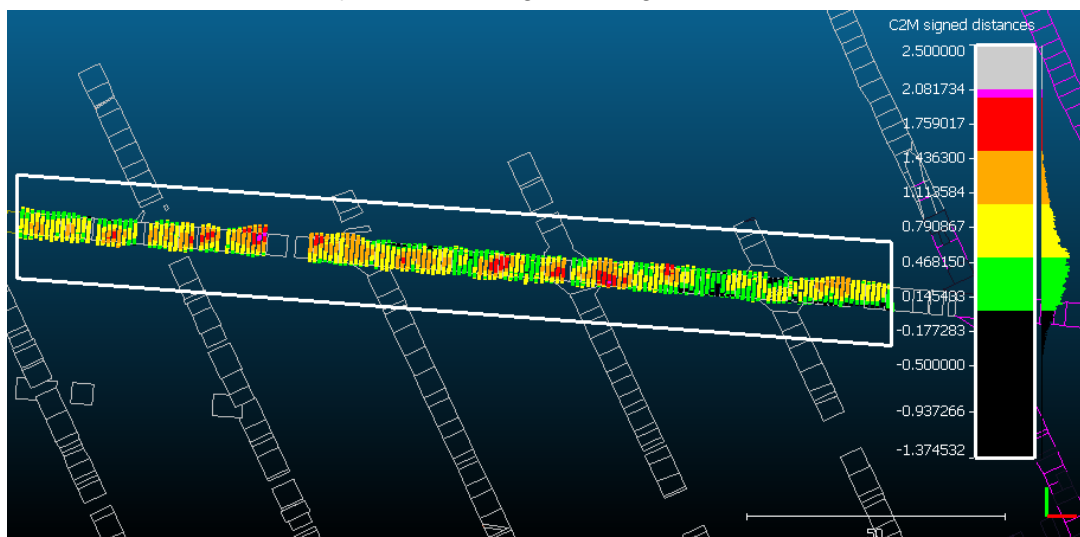


Figura 5.40: Visualización de la litología en el túnel y sobreexcavación en la segunda sub zona de estudio. Escala 50:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

Al contrario de la primera sub zona de estudio, esta sub zona no posee contactos litológicos y solo posee un tipo de roca (roca máfica) aun así, la roca máfica es un tipo de roca rica en minerales de cuarzo, por lo que tiene la capacidad de tener mayor cantidad de energía acumulada, y como su tipo de ruptura es de tipo frágil, estos tipos de rocas son más propensos a experimentar fenómenos de estallidos de roca y sobreexcavación.

5.2.5 Sobreexcavación y campo de esfuerzo *in situ*

Para encontrar la relación entre la presencia de sobreexcavación y el campo de esfuerzo *in situ*, ambos se visualizan juntos en la siguiente figura.

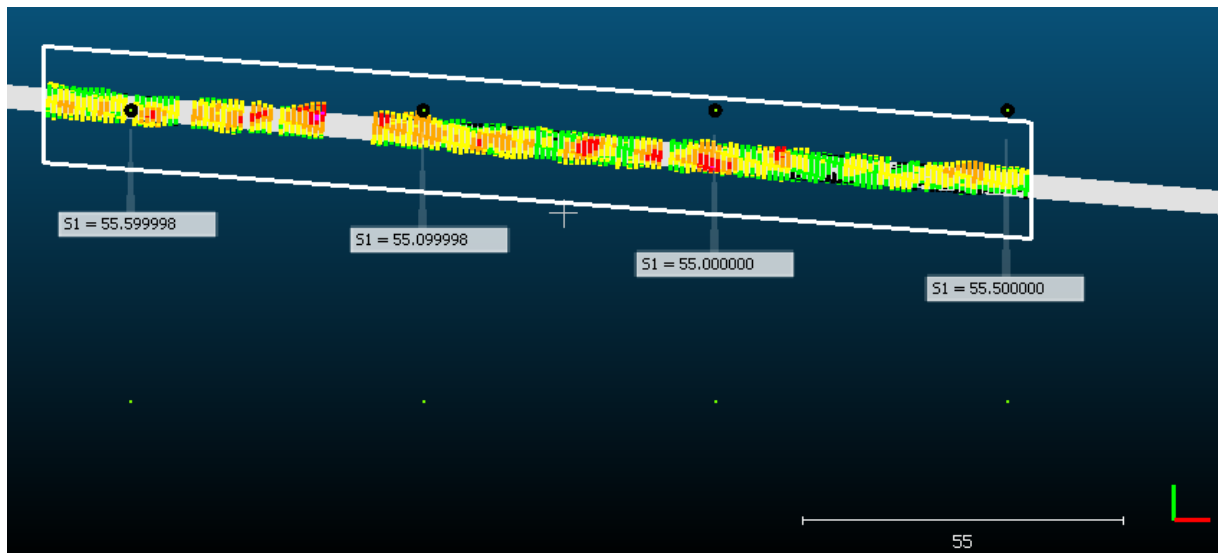


Figura 5.41: Visualización del campo de esfuerzo *in situ* y sobreexcavación en la segunda sub zona de estudio. Escala 55:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

Al igual que en la primera sub zona de estudio, el campo de esfuerzo *in situ* en este caso no parece ser un factor determinante, pues este se mantiene estable a lo largo de la sub zona (no registra grandes variaciones), además el esfuerzo principal mayor tiene un valor promedio de 55.299 MPa, el cual no es un valor de altos esfuerzos según la literatura revisada.

5.3 Sub zona de estudio tres

Los resultados de la sub zona de estudio tres al igual que en los dos apartados anteriores, se despliegan en los siguientes apartados, en ellos se evalúa nivel de sobreexcavación y su relación con cada uno de las características que se consideran en esta investigación: excavación, sismicidad, litología y campo de esfuerzo *in situ*.

5.3.1 Sobreexcavación sub zona de estudio tres

El nivel de sobreexcavación es presentado mediante secciones transversales al túnel de espesura de 1 metro, además esta es medida de acuerdo a la distancia desde el contorno

del túnel hacia el exterior o interior del mismo túnel, desde colores negros (contracción del túnel) hasta colores violetas (sobreexcavación en túnel). A continuación, se presentan algunas figuras representativas de los niveles de sobreexcavación en la segunda sub zona de estudio.

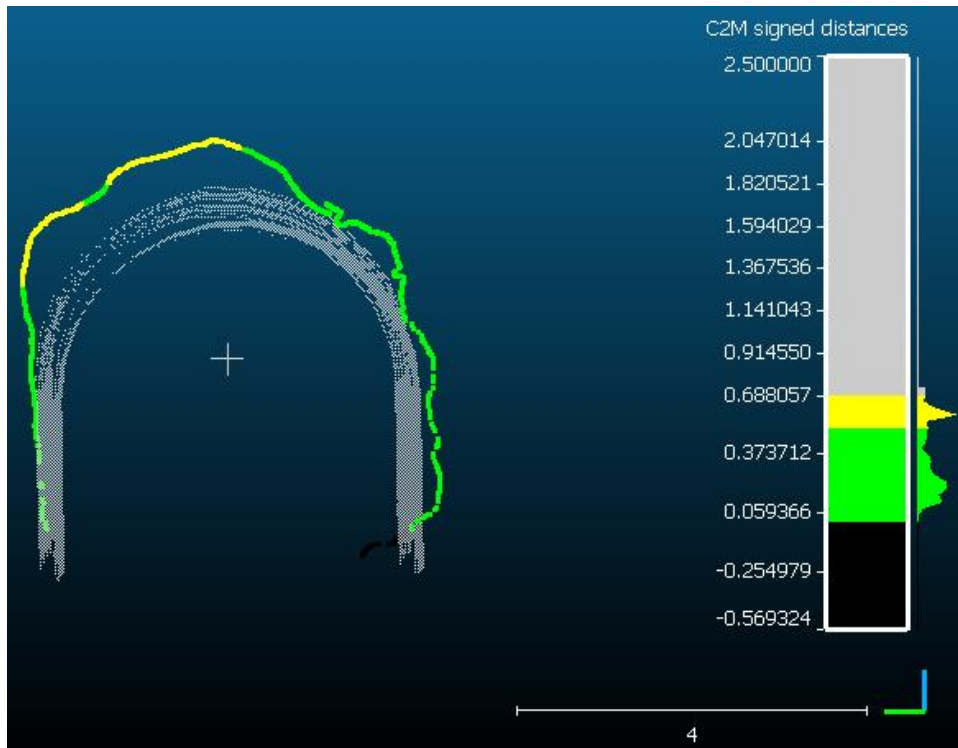


Figura 5.42: Primera sección de sobreexcavación en la sub zona de estudio 3. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).

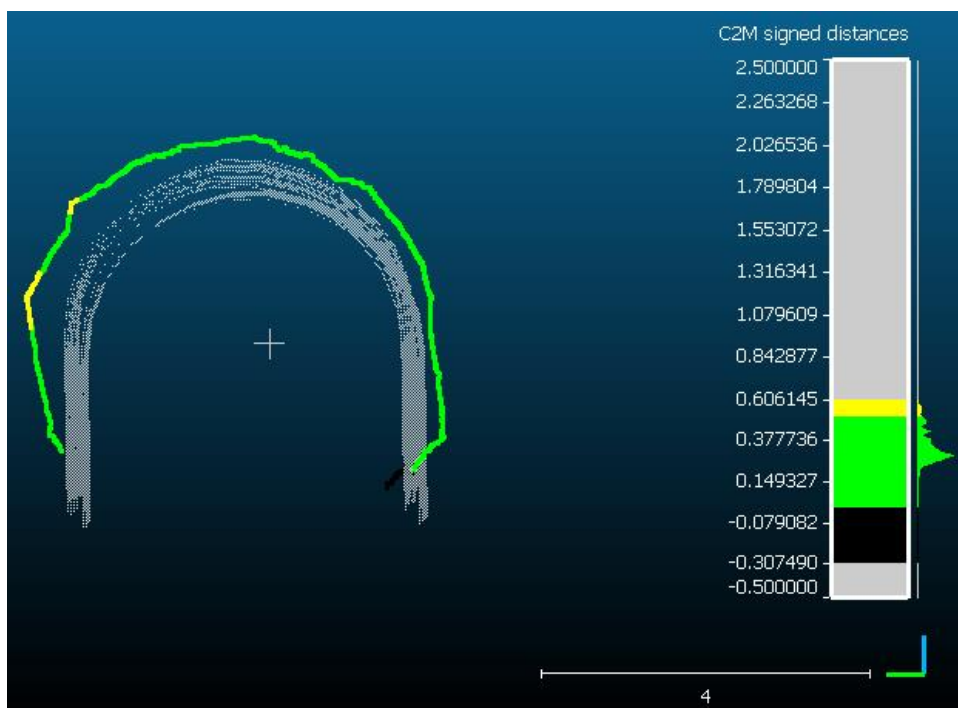


Figura 5.43: Sección intermedia de sobreexcavación en la sub zona de estudio 3. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).

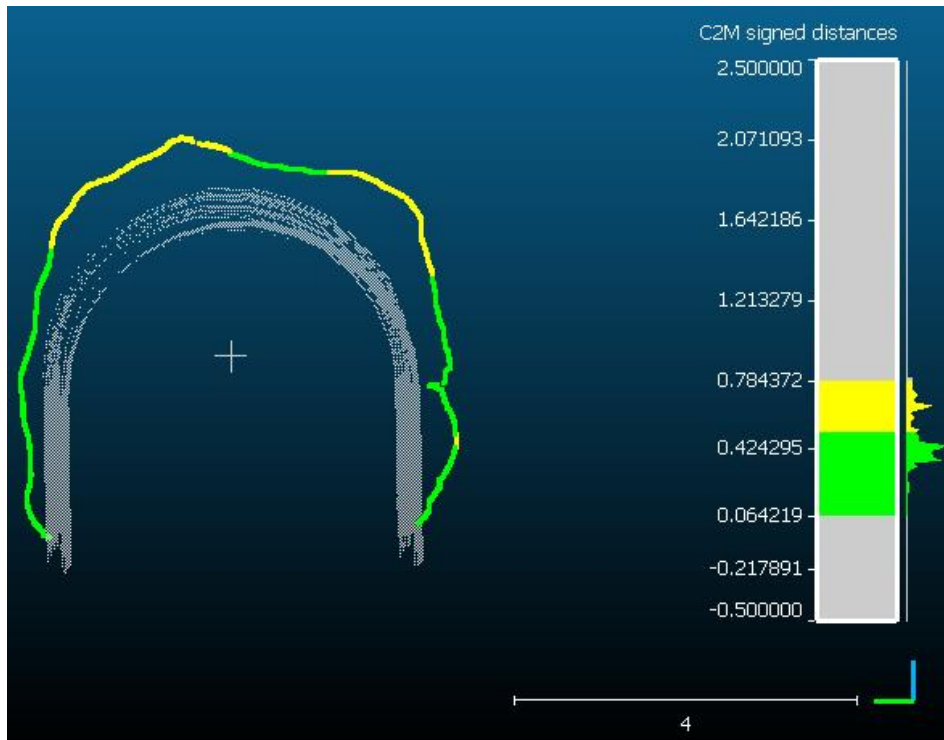


Figura 5.44: Última sección de sobreexcavación en la sub zona de estudio 3. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).

Se presentan más secciones del túnel en la sección de Anexos.

5.3.2 Sobreexcavación y tronadura

Para encontrar la relación entre la presencia de sobreexcavación y los perfiles de tronadura, ambos se visualizan juntos en la siguiente figura.

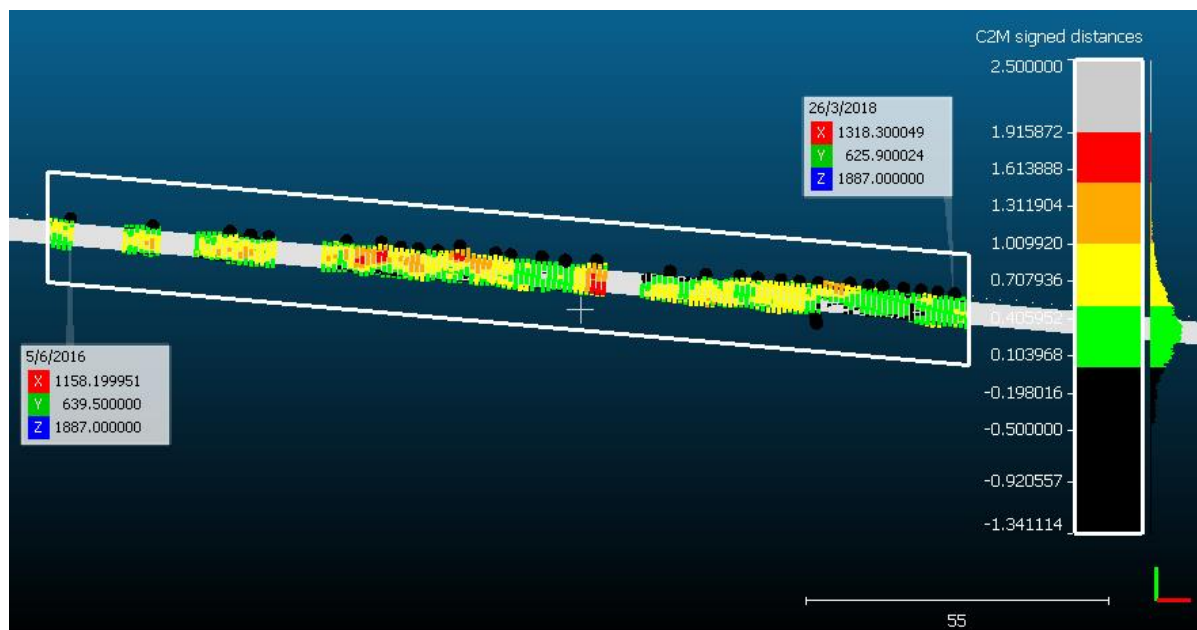


Figura 5.45: Visualización de perfiles de tronadura y sobreexcavación en la tercera sub zona de estudio. Escala 55:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

Al igual que en ambas sub zonas de estudio anteriores, se observa una buena correlación entre los perfiles de tronadura, puesto que las zonas de sobreexcavación solo ocurren en los lugares en donde se llevan a cabo las tronaduras.

Sin embargo, tal cual como en los casos anteriores, solo este factor por sí solo no permite explicar en detalle el nivel de sobreexcavación que hay en la zona, pues los niveles van variando independiente de los perfiles de tronadura.

Se observaba un sesgo de sobreexcavación de entre los 0.103968 y 0.707936 metros (colores verde-amarillos), siendo estos niveles leves, sin embargo, se visualizan niveles de sobreexcavación por sobre los 2 metros (colores rojo-violeta), aunque al contrario de las sub zonas anteriores, estos niveles altos de sobreexcavación no guardan relación con tronaduras realizadas consecutivamente, por lo que otro factor entra a complementar a la tronadura esta vez.

5.3.3 Sobreexcavación y sismicidad

Para encontrar la relación entre la presencia de sobreexcavación y la sismicidad dentro del túnel, ambos se visualizan juntos en la siguiente figura.

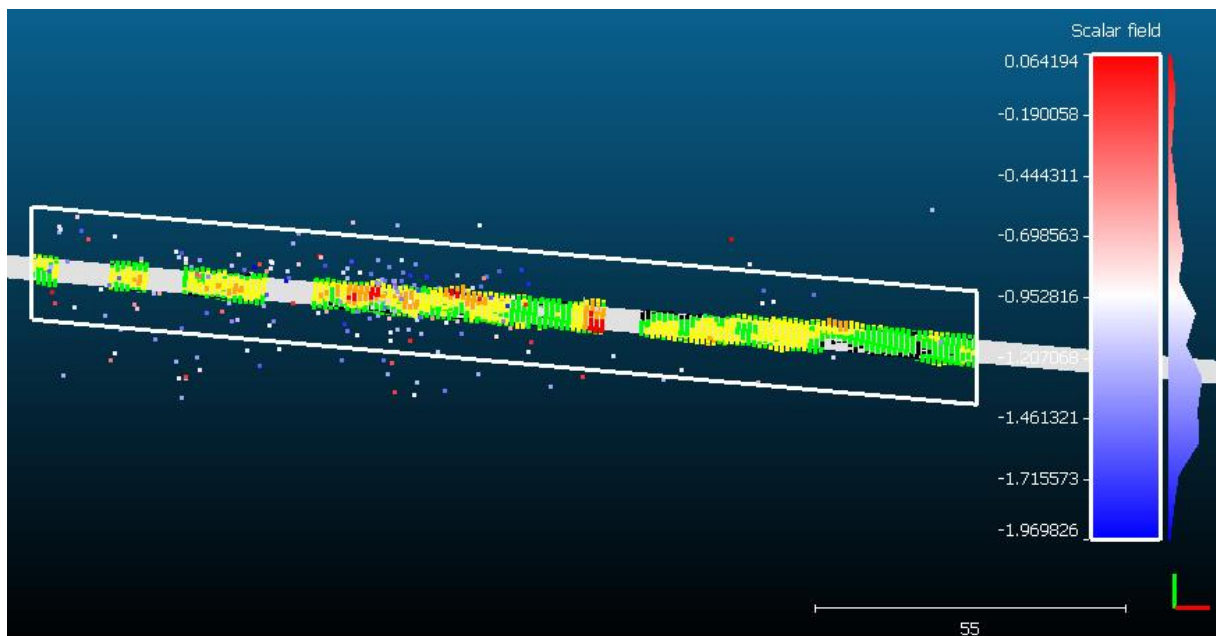


Figura 5.46: Visualización de la sismicidad en el túnel y sobreexcavación en la tercera sub zona de estudio. Escala 55:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

En este caso se tiene una situación similar a la segunda sub zona de estudio, se visualizan altas concentraciones de eventos sísmicos alrededor del túnel, y en su mayoría estas concentraciones coinciden con los niveles altos de sobreexcavación en el túnel, con excepción de la zona centro-inferior de la sub zona, la cual no presenta alta concentración de eventos sísmicos y aun así, se visualizan altos niveles de sobreexcavación.

Similar al apartado anterior de tronaduras, otro factor complementa a la sismicidad en este caso.

5.3.4 Sobreexcavación y litología

Para encontrar la relación entre la presencia de sobreexcavación y la litología dentro del túnel, ambos se visualizan juntos en la siguiente figura.

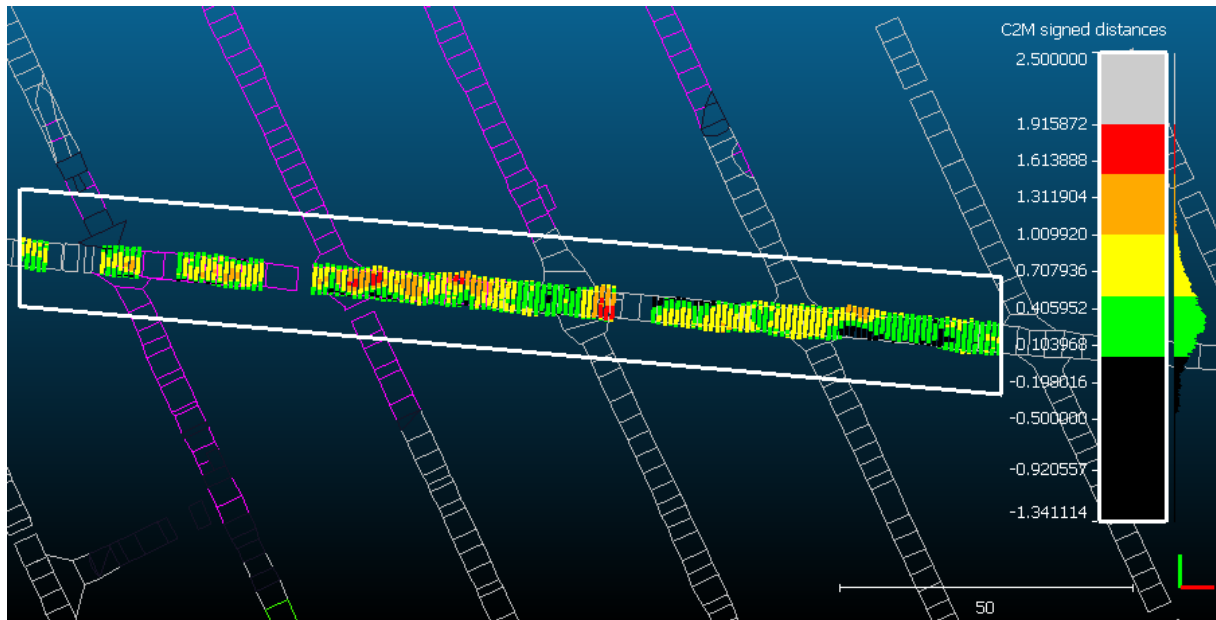


Figura 5.47: Visualización de la litología en el túnel y sobreexcavación en la tercera sub zona de estudio. Escala 50:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

En este caso, existe una similitud con la primera sub zona de estudio, la cual se visualiza en la zona central, en donde ocurren niveles de sobreexcavación altos (colores rojos) en zonas de contacto litológico entre la roca máfica (color gris) y el pórfido diorítico (color violeta), por lo que, en este caso, la litología es un factor determinante a la hora de evaluar el nivel de sobreexcavación.

5.3.5 Sobreexcavación y campo de esfuerzo *in situ*

Para encontrar la relación entre la presencia de sobreexcavación y el campo de esfuerzo *in situ*, ambos se visualizan juntos en la siguiente figura.

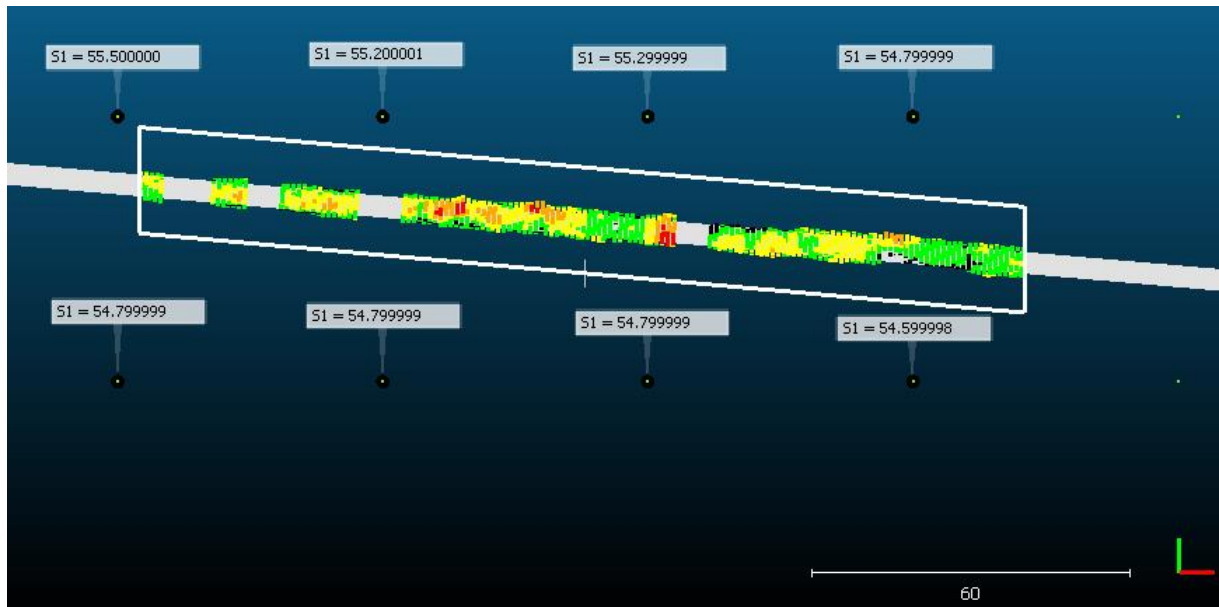


Figura 5.48: Visualización del campo de esfuerzo *in situ* y sobreexcavación en la tercera sub zona de estudio. Escala 55:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).

Finalmente, en este caso al igual que en las anteriores sub zonas de estudio, no se considera al campo de esfuerzo *in situ*, puesto que este permanece estable dentro de la sub zona (no presenta grandes variaciones), además con un valor promedio del esfuerzo principal mayor de 57.974 MPa, no se considera un alto campo de esfuerzo según sugiere la literatura revisada.

5.4 Discusiones finales

Luego de analizadas las tres sub zonas de estudio, los aspectos más importantes a la hora de evaluar el nivel de sobreexcavación para este caso, se desglosan en los siguientes puntos, separados por sub zonas de estudio:

(1) Sub zona de estudio uno: La sub zona de estudio uno presenta algunos de los niveles de sobreexcavación más altos, dichos niveles se encuentran en zonas donde las tronaduras eran consecutivas, luego existen zonas en donde no existe sobreexcavación, justamente zonas en donde no hay tronaduras, además existen niveles altos de sobreexcavación en donde ocurren contactos litológicos, por lo que se establece que para la primera sub zona, los aspectos claves para evaluar sobreexcavación son la excavación y la litología. En menor medida se encuentran la sismicidad, pues este factor dentro de esta sub zona, parece ser errático y los eventos no se concentran en zonas determinadas, sin embargo, la sismicidad puede ser un factor importante a la hora de monitorear donde existe la posibilidad de mucha actividad minera, la cual si es un factor decisivo en esta zona de estudio. Finalmente, el campo de esfuerzo *in situ*, en este caso no es factor relevante, puesto que no clasifica como una zona

de altos esfuerzos, y además los esfuerzos en los alrededores no presentan variaciones grandes y se mantienen estables (cada 50 metros).

(2) Sub zona de estudio dos: La sub zona de estudio dos, está más expuesta a la sobreexcavación, es decir existe sobreexcavación en casi toda la extensión de esta sub zona, paralelamente, también hay mayor continuidad de las tronaduras, por lo que similar a la sub zona anterior, este factor resulta clave. Por otro lado a diferencia del caso anterior, en esta sub zona no hay contactos litológicos y solo existe un tipo de roca, que es la roca máfica, por lo que sobreexcavación por contactos litológicos se descarta, sin embargo, según la literatura, de igual forma estos tipos de rocas son propensos a sufrir fenómenos de estallido de roca o en su defecto sobreexcavación, puesto que son rocas ricas en minerales duros como el cuarzo, y poseen un tipo de ruptura frágil (liberan la energía acumulado de forma violenta), por lo que el factor litológico aunque tenga menos peso que en el caso anterior, sigue siendo un factor importante. La sismicidad al contrario que en la sub zona anterior, posee cierto patrón y los eventos sísmicos se concentran en los alrededores del túnel y en zonas con niveles altos de sobreexcavación, por lo que se considera un factor importante, aunque no decisivo puesto que la sismicidad inducida en este caso, son de magnitudes del orden negativo en la escala de momento (M_w). Para finalizar, nuevamente el campo de esfuerzos *in situ* no es factor relevante para la evaluación de sobreexcavación, principalmente por las mismas razones que en la sub zona anterior.

(3) Sub zona de estudio tres: La sub zona de estudio tres, esta menos expuesta a la sobreexcavación que la sub zona anterior, pero se nota el mismo patrón, existe sobreexcavación en donde ocurre la tronadura, por lo que nuevamente son un factor relevante. En cuanto a la litología, en esta sub zona esta muy presente, puesto que existen contactos litológicos entre la roca máfica y el pórfido diorítico, en dichos contactos ocurren los niveles de sobreexcavación más altos. Paralelamente al caso anterior la sismicidad se visualiza con un patrón definido y los eventos sísmicos se encuentran concentrados en los alrededores del túnel, aunque con magnitudes de orden negativo en la escala de momento (M_w), por lo que es un factor importante, pero de menor peso que los factores anteriores. Por último, y siguiendo la tendencia, el campo de esfuerzo *in situ* resulta no ser un factor relevante para evaluar el nivel de sobreexcavación, por las razones descritas en las sub zonas anteriores.

6. CONCLUSIONES

La sobreexcavación es uno de los fenómenos más recurrentes y peligrosos en la actualidad no solo en Chile, sino que también en el mundo. Este fenómeno puede ser violento o no y viene acompañado con eyecciones de rocas. Los efectos que produce la sobreexcavación son variados, pero en general perjudican tanto la vida y salud de los operadores como a la operación minera misma, lo cual se traducen en pérdidas tanto de capital humano como económico.

A lo largo de la historia se han atribuido muchos factores los cuales pueden resultar en sobreexcavación, dentro de esta investigación cuatro fueron los elementos a considerar, los cuales fueron: excavación, litología, sismicidad y campo de esfuerzo.

El objetivo principal de la investigación era definir mediante datos reales, que factores influirían de manera más fuerte en el fenómeno de sobreexcavación, para ello se propuso una metodología de trabajo y se observó como afectaba cada factor en los niveles de sobreexcavación presentados en la zona de estudio.

Luego de concluida la investigación, se establece para este caso, los factores de mayor peso y relevancia son los de excavación y litología. El primer factor, de acuerdo a la premisa de que la sobreexcavación se produce por una perturbación en el equilibrio de esfuerzos en la roca, resulto esperable que fuera un factor influyente. Tal era su relación, que las zonas de sobreexcavación solo estaban presentes en donde ocurrían excavaciones.

El segundo factor, la litología, al igual que el primero, era esperable puesto que, según la literatura revisada, los tipos de rocas con porcentajes altos de cuarzo u minerales duros, son más propensos a acumular mucha energía, y debido a su tipo de ruptura, en este caso frágil (deformación plástica) toda esa energía acumulada sería liberada de forma más o menos violenta, lo que produce sobreexcavación e incluso estallido de rocas. Además, en contactos litológicos también era esperable que ocurrieran niveles de sobreexcavación elevados, situación que se dio a cabo, debido al cambio de medio rocoso, la energía acumulada tiende a liberarse y generar desprendimiento y eyección de rocas.

El factor de sismicidad para esta investigación no tomo demasiado peso, principalmente por las leves magnitudes que los eventos poseían, sin embargo en sub zonas como la segunda y tercera, los eventos sísmicos seguían un patrón definido y se aglomeraban en zonas del túnel en donde habían niveles altos de sobreexcavación, por lo que sin ser un factor determinante, si es recomendable a tenerlo en cuenta, debido a su sencillo monitoreo, y porque conduce a una posible nivel alto de actividad minera en alguna zona, es decir, perturbaciones altas en el macizo rocoso, y en donde es probable que ocurra sobreexcavación.

Para efectos de este estudio, el campo de esfuerzo in situ, fue el factor de menor relevancia puesto que no presentaba ningún efecto directo en los niveles de sobreexcavación, y los

valores de los esfuerzos principales, no son clasificados según la literatura como valores altos, además el campo de esfuerzo in situ en intervalos de 50 metros, que es como especifican en los datos poseídos, se mantiene estable y no presenta grandes variaciones, es decir, los esfuerzos principales medidos en los distintos puntos se mantienen en un rango estable.

Con lo anterior dicho se establece que, en este caso de estudio, los factores más relevantes son los de excavación y litología, apoyados desde un segundo nivel por la sismicidad.

Resulta imperativo que en Chile las mineras monitoreen los niveles de sobreexcavación en sus operaciones y que se establezcan factores determinantes que pudieran provocar este fenómeno, puesto que actualmente poca es la información que se cuenta acerca de este fenómeno a nivel nacional, y se debe recurrir a los registros extranjeros e internacionales e intentar adecuarlos a la situación particular.

En el futuro el estudio sobre el fenómeno de sobreexcavación será clave no solo para evitar pérdidas en lo humano y lo económico, sino que también para posicionar a Chile en la vanguardia de investigación en materias mineras y de mecánica de rocas, por lo que se recomienda prestar mucha más atención a este tipo de fenómenos.

7. REFERENCIAS

- Al Heib, M. (1993). *New numerical method applied on mining design of complex mine configuration* (Ph.D. thesis). France: Institute National Polytechnique de Lorraine-School of Mines.
- Black and Hadely, (2001). Rockburst Cases Histories for North American Hardrock Mines. Report for Camiro. 73 Pages. Disponible en Camiro. www.camiro.org.
- Cai, M., Kaiser, P. K., Tasaka, Y., et al. (2004). Generalized crack initiation and crack damage stress thresholds of brittle rock masses near underground excavations. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 41, 833–847.
- Elmo, D., Moffitt, K. & Carvalho, J. (2016). *Synthetic Rock Mass Modelling: Experience Gained and Lesson Learned*.
- Fang, Z. (2001). *A local degradation approach to the numerical analysis of brittle fracture in heterogenous rock*. Ph.D. Thesis. Imperial College. Universidad de Londres.
- Feng, X.-T., Zhang, X., Kong, R., & Wang, G. (2016). *A novel Mogi type true triaxial testing apparatus and its use to obtain complete stress-strain curves of hard rocks*. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 49, 1649–1662.
- Gareth Goldswain, Richard Lynch, Aleksander Mendecki (2018). *The IMS Seismic Monitoring System*. Monitoring Systems in Rockbursts. Institute of Mine Seismology, Tinderbox, TAS, Australia.
- Haimson, B., & Chang, C. (2000). A new true triaxial cell for testing mechanical properties of rock, and its use to determine rock strength and deformability of Westerly granite. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 37, 285–296.
- Hudyma, M. (2004). *Mining-induced seismicity in underground, mechanized, Hardrock Mines. Results of a worldwide survey*. The university of Western: Australian Center for Geomechanics.
- Kranz, R. L. (1983). *Microcracks in rocks: a review*. *Tectonophysics*, 100, 449-480.
- Mine Safety & Health Administration. (1984). *Rockburst: Case studies from North American hard-rock mines*/Wilson Blake and David G.F. Hedley. ISBN 0-87335-232-7.
- Lasocki (Eds.), *Proceedings of the 4th international symposium on Rockbursts and seismicity in Mines*. Krakow, Poland: Balkema. pp. 385–396.
- Lenhardt, W. A. (1992). *Seismicity associated with deep level mining at Western Deep Levels Limited*. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 92(5), 113–120.
- Li, S. J., Feng, X.-T., & Li, Z. H. (2012). In situ monitoring of rockburst nucleation and evolution in the deeply buried tunnels of Jinping II hydropower station. *Engineering Geology*, 137–138, 85–96.

- Mahabadi, O. (2012). *Investigating the influence of micro-scale heterogeneity and microstructure on the failure and mechanical behaviour of geomaterials*. (Tesis Doctoral en Filosofía Departamento de Posgrado de Ingeniería Civil). Universidad de Toronto, Toronto.
- Martin, C. D., Kaiser, P. K., & Christiansson, R. (2003). Stress, instability and design of underground excavations. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 40(7–8), 1027–1047.
- McGarr, A., & Simpson, D. (1997). Rockbursts and seismicity in mines. In S. J. Gibowicz, & S. Ramírez, P., Alejano, L. (2004). *Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes*.
- Shili Qiu, Xia-Ting Feng (2018). *Single and Comprehensive Index Methods of Rockburst Risk Assessment*. Assessment of Rockburst Risk. Institute of Rock and Soil Mechanics, Chinese Academy of Sciences, Wuhan, China.
- Suzuki, K. (2013). *Aplicación de la técnica Synthetic Rock Mass a escala de laboratorio*. (Tesis para optar al grado de magister en minería). Universidad de Chile, Chile.

8. ANEXOS

Anexo 1. Primer extracto de los perfiles de tronadura dentro del túnel.

DTM	X	Y	Z	Fecha Tronadura
6024	850.3	660.8	1887	28/12/2014
6026	853.7	659.9	1887	5/1/2015
6029	857.8	659.7	1887	10/1/2015
6160	861.9	659.6	1887	16/1/2015
6580	906.3	655.7	1887	17/3/2015
6693	912.9	655.1	1887	30/3/2015
6785	919.4	654.3	1887	11/4/2015
6894	930	653.3	1887	23/4/2015
7111	943.7	658.5	1887	9/5/2015
8372	959.8	657.1	1887	3/8/2015
8496	963.1	656.8	1887	10/8/2015
8745	969.3	656.3	1887	28/8/2015
8848	976.4	655.7	1887	4/9/2015
8881	980.6	655.3	1887	8/9/2015
9385	987.3	655	1887	23/10/2015
9444	991.3	654.4	1887	27/10/2015
9504	995	654	1887	1/11/2015
9735	1000.4	653.6	1887	13/11/2015
9785	1003.4	653.2	1887	19/11/2015
9887	1007.2	652.8	1887	22/11/2015
10223	1017.5	652.2	1887	20/12/2015

Anexo 2. Segundo extracto de los perfiles de tronadura dentro del túnel.

DTM	X	Y	Z	Fecha Tronadura
10332	1023.8	651.9	1887	4/1/2016
10429	1027.2	651.2	1887	6/1/2016
10471	1031.6	651.7	1887	11/1/2016
10680	1046	650.1	1887	28/1/2016
10663	1037.2	650.6	1887	28/1/2016
10691	1049.2	650.1	1887	30/1/2016
10732	1054.5	648.7	1887	2/2/2016
10722	1051.9	648.9	1887	2/2/2016
10765	1059.5	648.4	1887	7/2/2016
10777	1063.7	648.1	1887	12/2/2016
10787	1067.5	647.7	1887	13/2/2016
10802	1070.9	647.4	1887	17/2/2016
10852	1077.8	646.7	1887	25/2/2016
10883	1083.3	646	1887	1/3/2016
10899	1089.1	645.7	1887	7/3/2016
10918	1092.1	645.4	1887	10/3/2016
10945	1094.8	645.4	1887	14/3/2016
10993	1098.4	645.2	1887	16/3/2016
11009	1101.6	644.9	1887	18/3/2016
11045	1104.4	644.6	1887	24/3/2016
11066	1108.2	644.4	1887	27/3/2016
11091	1111.8	643.8	1887	28/3/2016

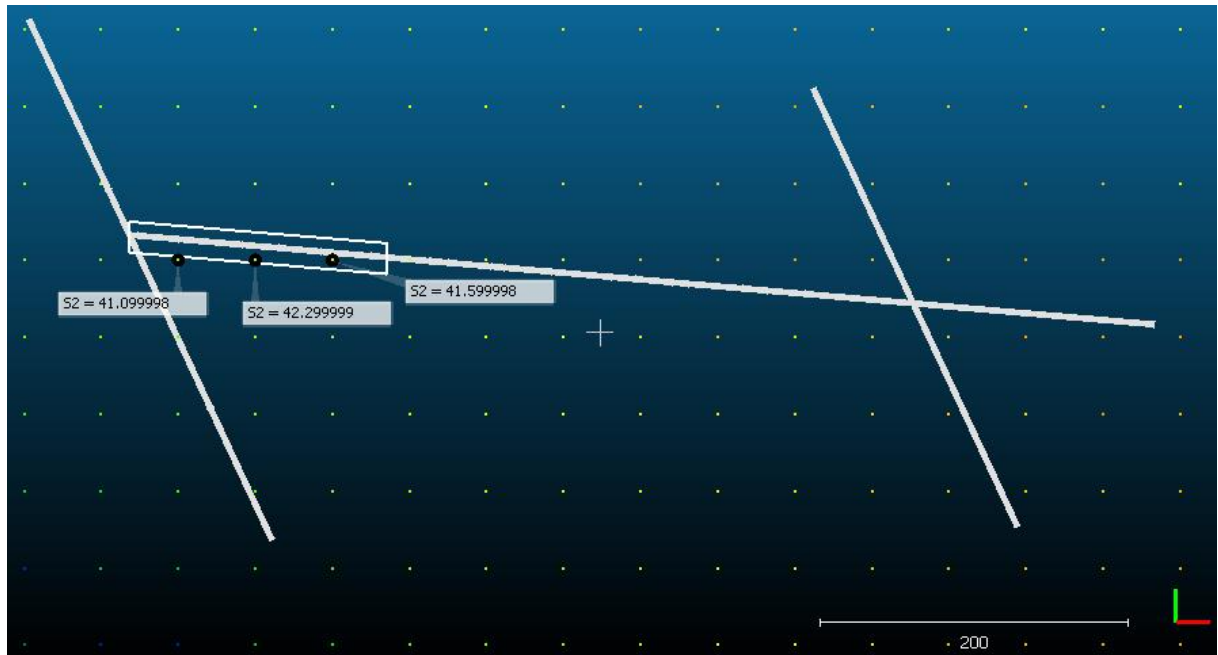
Anexo 3. Tercer extracto de los perfiles de tronadura dentro del túnel.

DTM	X	Y	Z	Fecha Tronadura
11120	1114.2	643.6	1887	31/3/2016
11141	1116.9	643.1	1887	4/4/2016
11167	1119.4	642.9	1887	6/4/2016
11210	1121.8	642.8	1887	10/4/2016
11240	1124.5	642.7	1887	22/4/2016
11276	1127.9	642.4	1887	30/4/2016
11329	1132.9	641.6	1887	7/5/2016
11398	1139	641.6	1887	8/5/2016
11410	1143.5	641.4	1887	15/5/2016
11565	1150.4	640.4	1887	26/5/2016
11603	1154.2	640.1	1887	29/5/2016
11692	1158.2	639.5	1887	5/6/2016
12629	1173.1	638.2	1887	27/7/2016
12768	1187.1	637.2	1887	6/8/2016
12821	1190.8	636.6	1887	8/8/2016
12840	1194.1	636.2	1887	13/8/2016
13184	1208.2	635.5	1887	30/8/2016
13376	1214.5	635.2	1887	9/9/2016
13449	1218	634.4	1887	13/9/2016
13491	1221.2	634.1	1887	16/9/2016
13571	1224.7	633.7	1887	22/9/2016

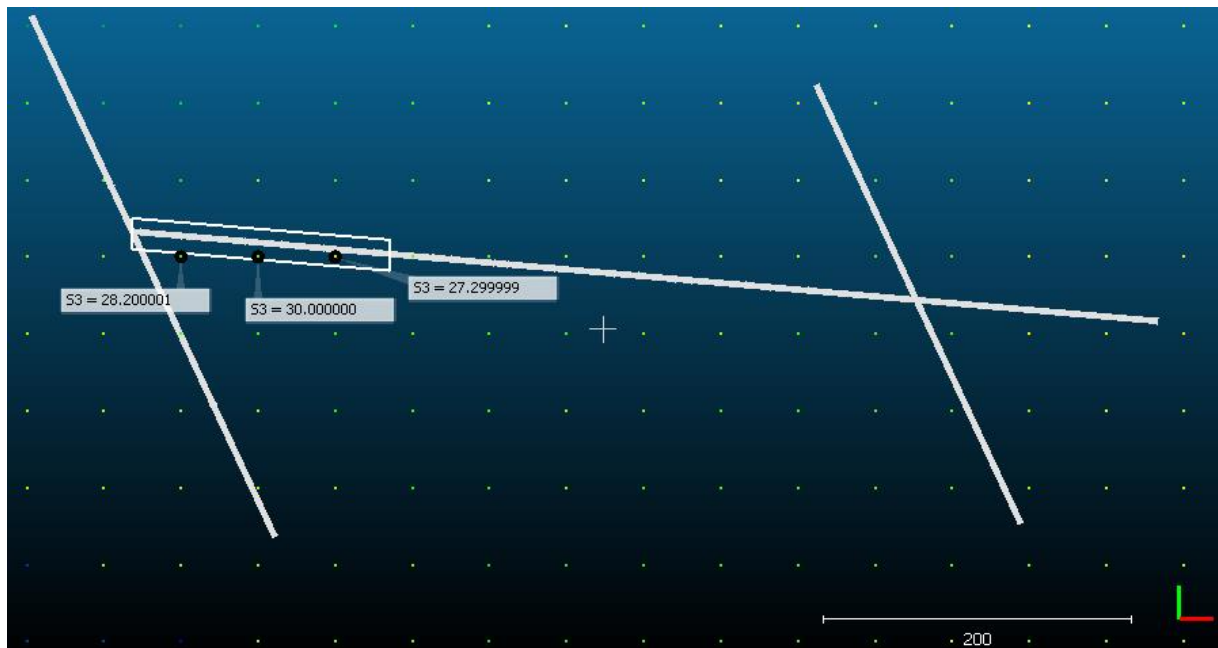
Anexo 4. Cuarto extracto de los perfiles de tronadura dentro del túnel.

DTM	X	Y	Z	Fecha Tronadura
13693	1228.7	634.6	1887	28/9/2016
15979	1235.2	633.3	1887	3/3/2017
16046	1237.9	633	1887	8/3/2017
16113	1243.6	632.6	1887	10/3/2017
16157	1247.8	632	1887	14/3/2017
16215	1253.5	632	1887	18/3/2017
16373	1266.8	630	1887	27/3/2017
16489	1273.3	629.4	1887	31/3/2017
16562	1279.4	629.2	1887	10/4/2017
16648	1282.7	628.8	1887	17/4/2017
16677	1286.8	628.5	1887	19/4/2017
16727	1290.2	628.2	1887	21/4/2017
16740	1293.6	627.9	1887	23/4/2017
20067	1299.4	627.8	1887	14/12/2017
20364	1305.3	627.3	1887	21/1/2018
20293	1302.7	627.5	1887	21/1/2018
20411	1309.1	626.9	1887	6/2/2018
20604	1293.1	621.8	1887	13/2/2018
20881	1293.3	620.6	1887	10/3/2018
20880	1312.2	626.6	1887	10/3/2018
20983	1315.3	626.2	1887	21/3/2018
21164	1318.3	625.9	1887	26/3/2018

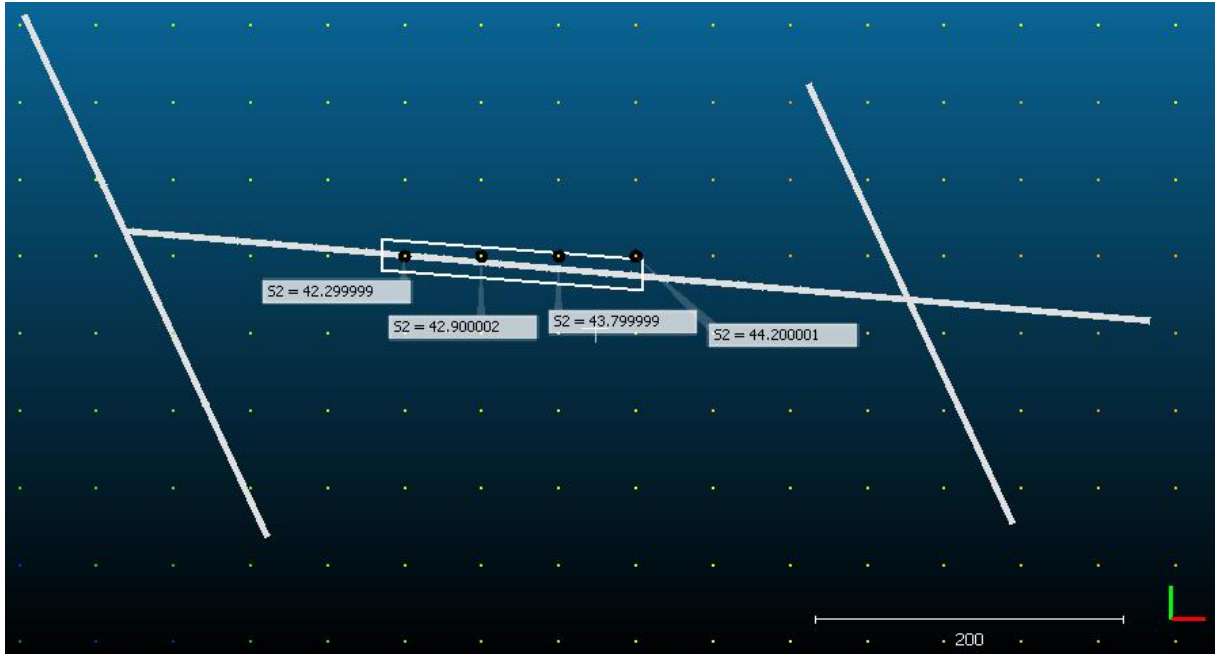
Anexo 5. Campo de esfuerzos in situ (esfuerzo principal intermedio) dentro de la sub zona de estudio uno. Escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).



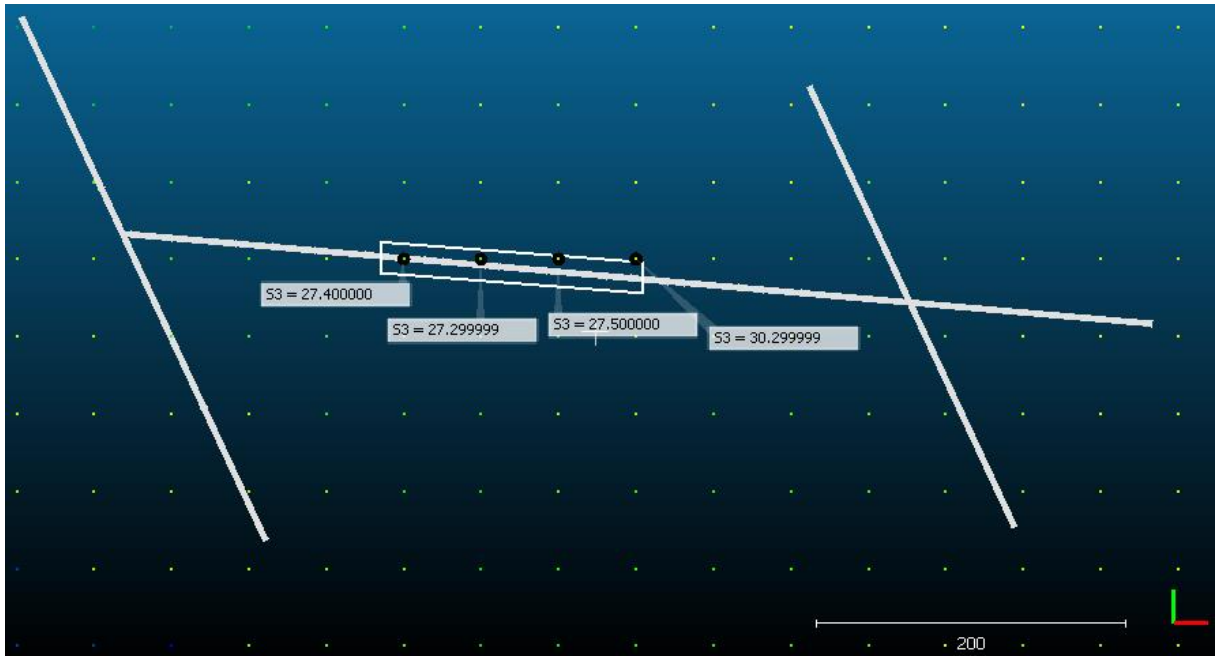
Anexo 6. Campo de esfuerzos in situ (esfuerzo principal menor) dentro de la sub zona de estudio uno. Escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).



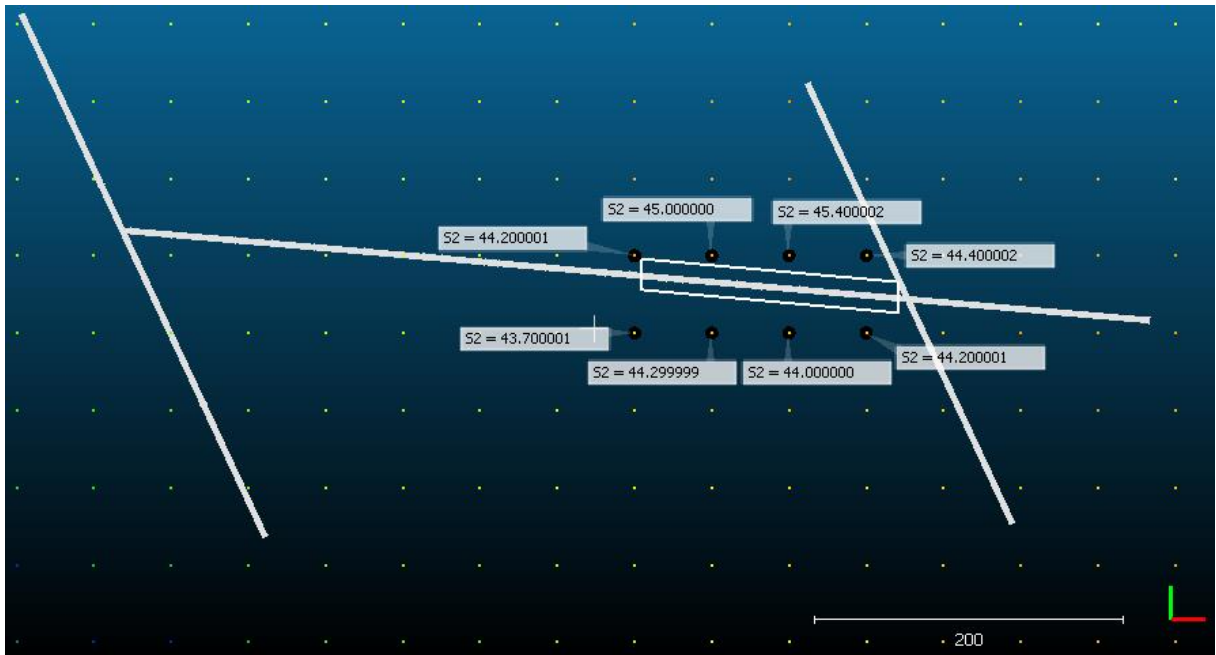
Anexo 7. Campo de esfuerzos in situ (esfuerzo principal intermedio) dentro de la sub zona de estudio dos. Escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).



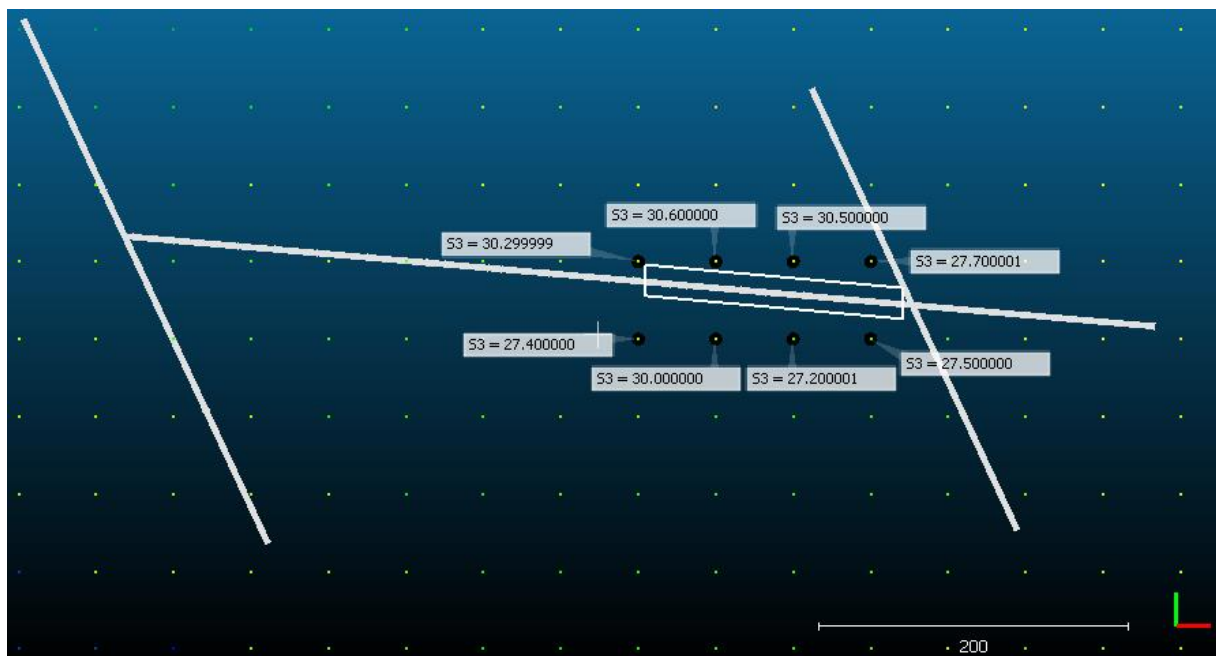
Anexo 8. Campo de esfuerzos in situ (esfuerzo principal menor) dentro de la sub zona de estudio dos. Escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).



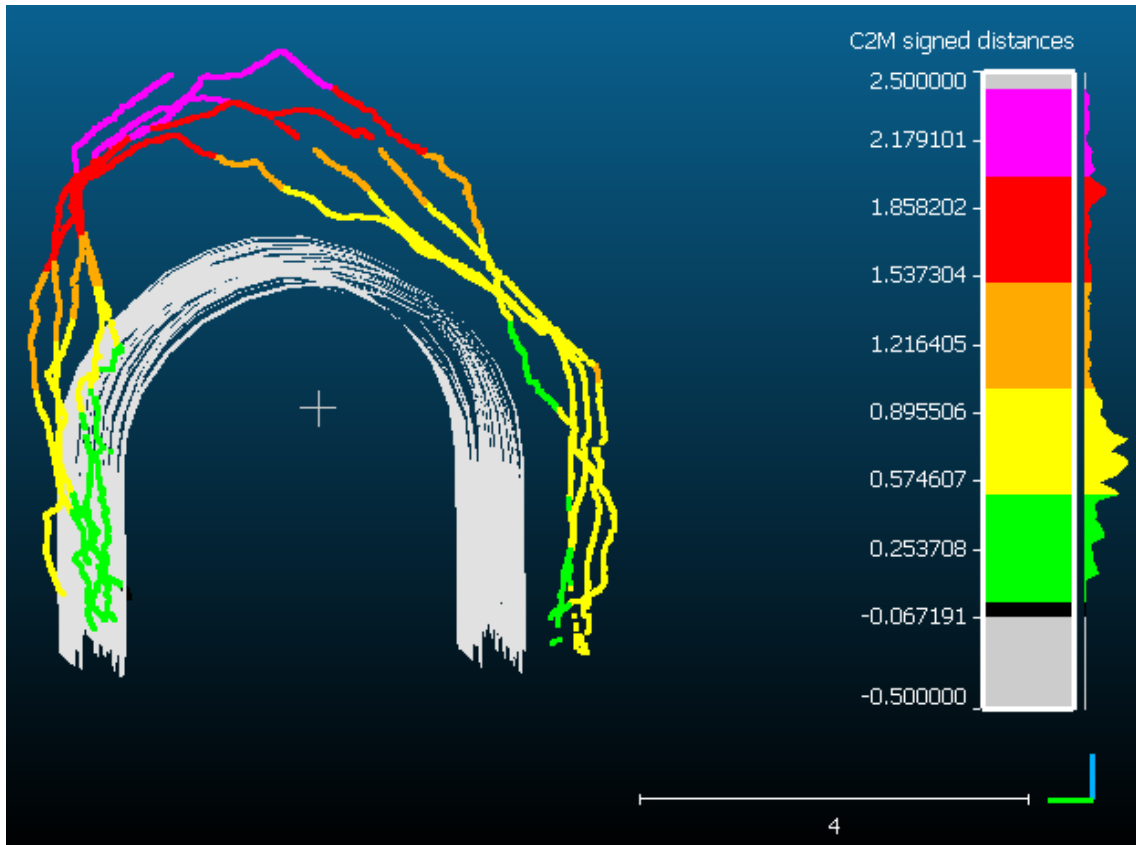
Anexo 9. Campo de esfuerzos in situ (esfuerzo principal intermedio) dentro de la sub zona de estudio tres. Escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).



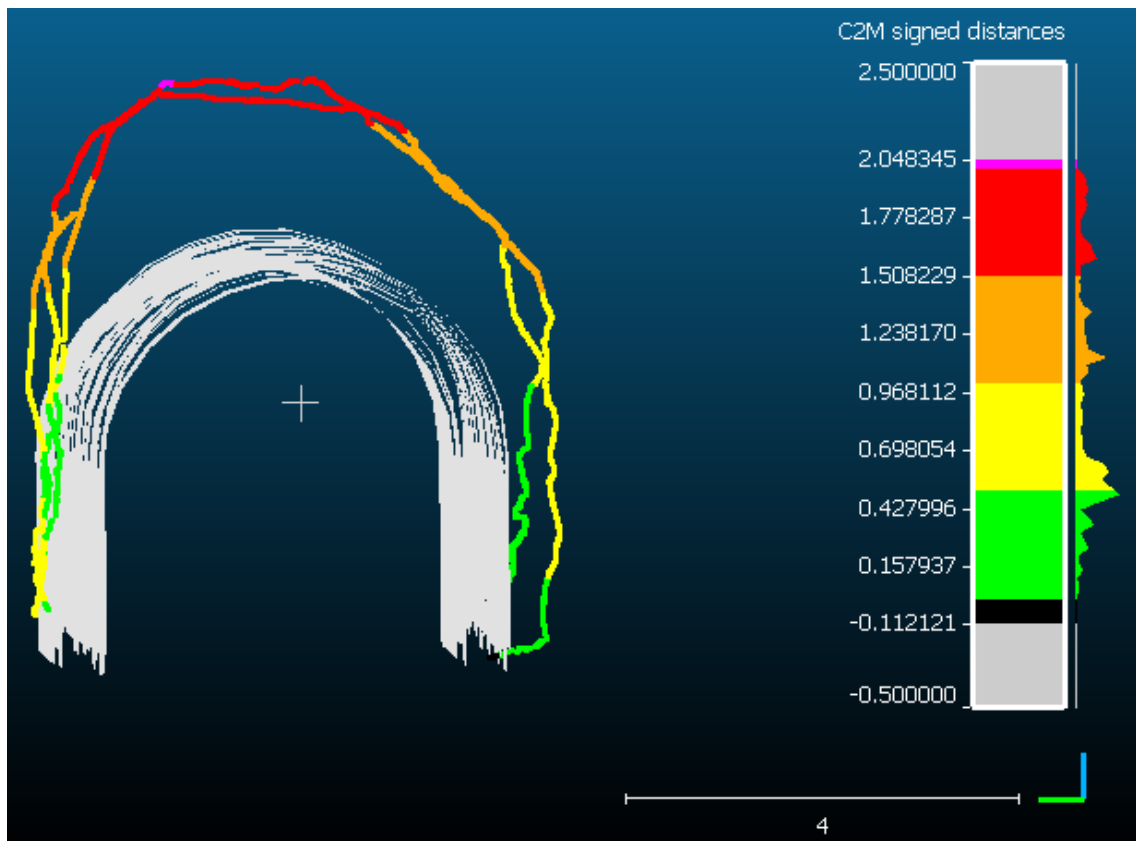
Anexo 10. Campo de esfuerzos in situ (esfuerzo principal menor) dentro de la sub zona de estudio tres. Escala 200:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada X línea roja).



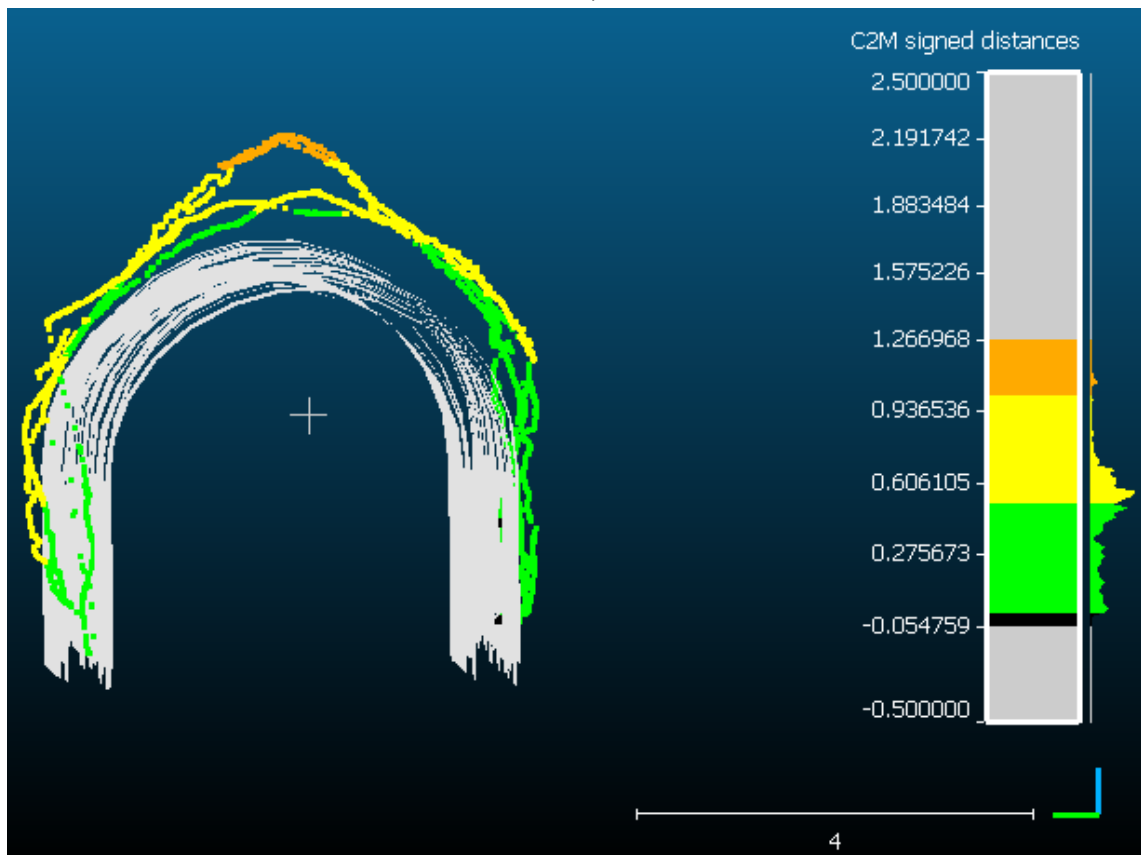
Anexo 11. Sección X= 855 con sobreexcavación (5 metros de espesor) en el túnel. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).



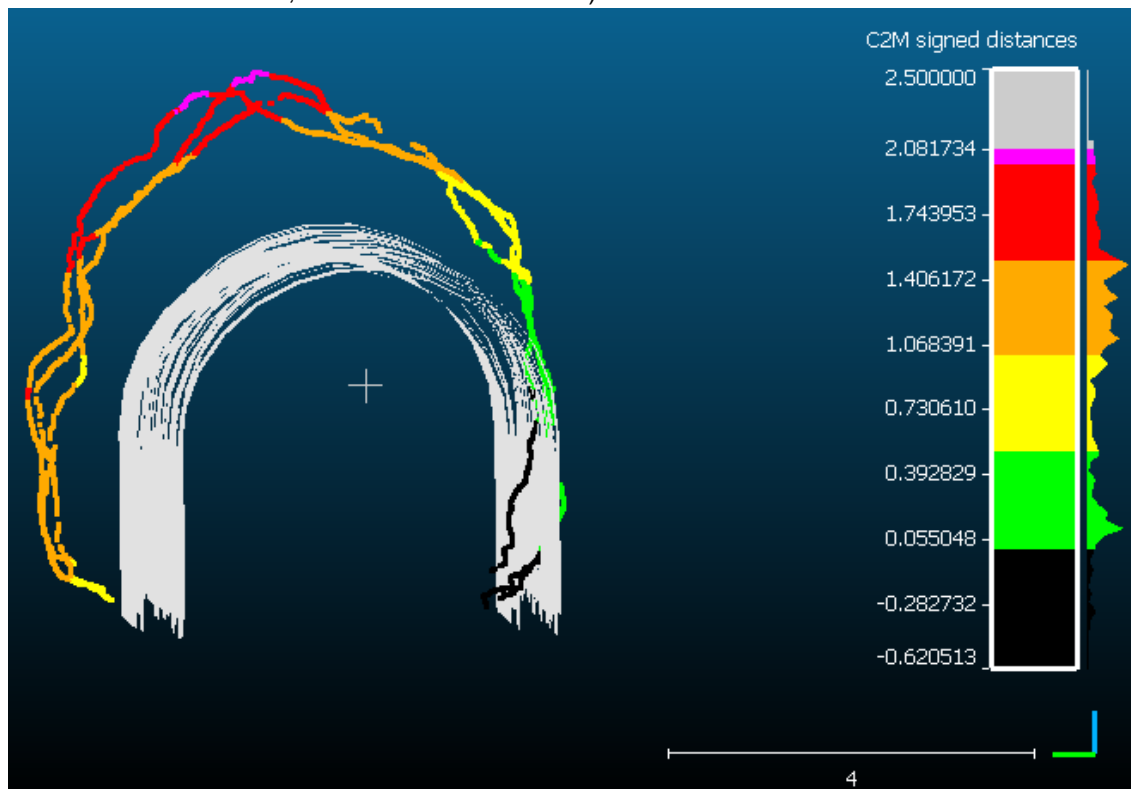
Anexo 12. Sección X= 930 con sobreexcavación (5 metros de espesor) en el túnel. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).



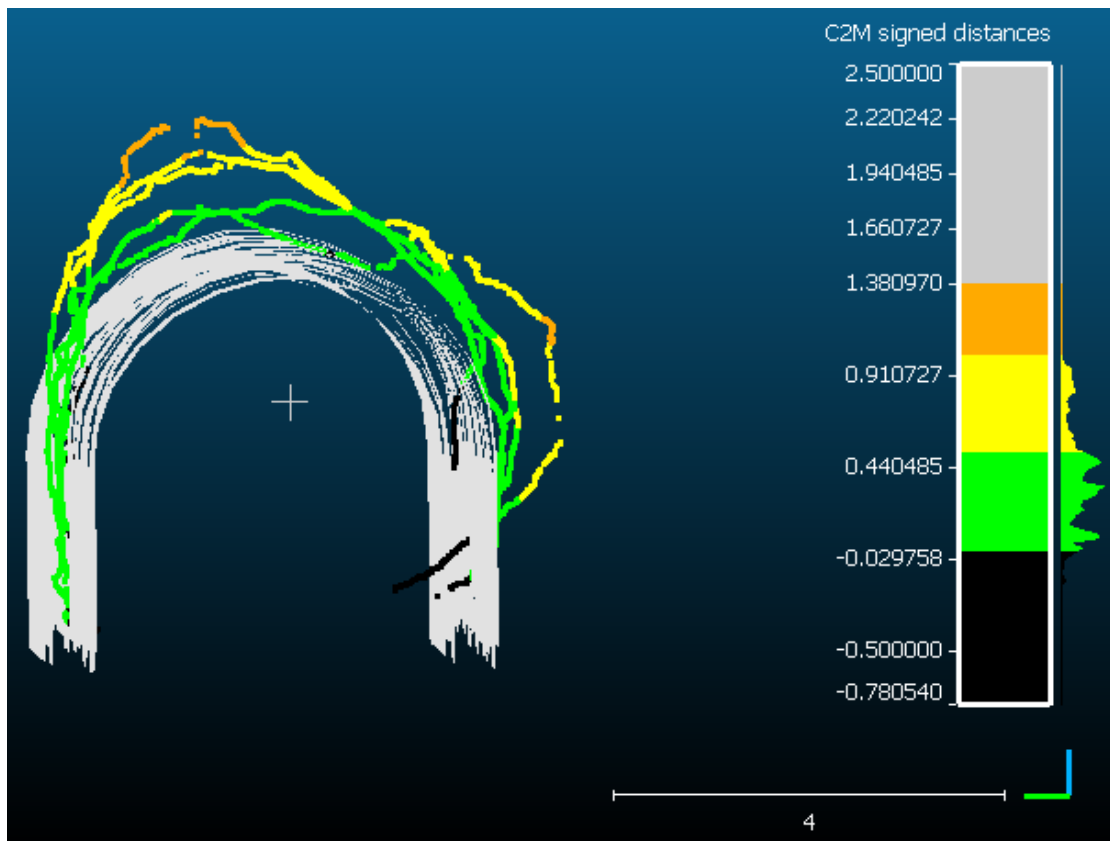
Anexo 13. Sección X= 980 con sobreexcavación (5 metros de espesor) en el túnel. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).



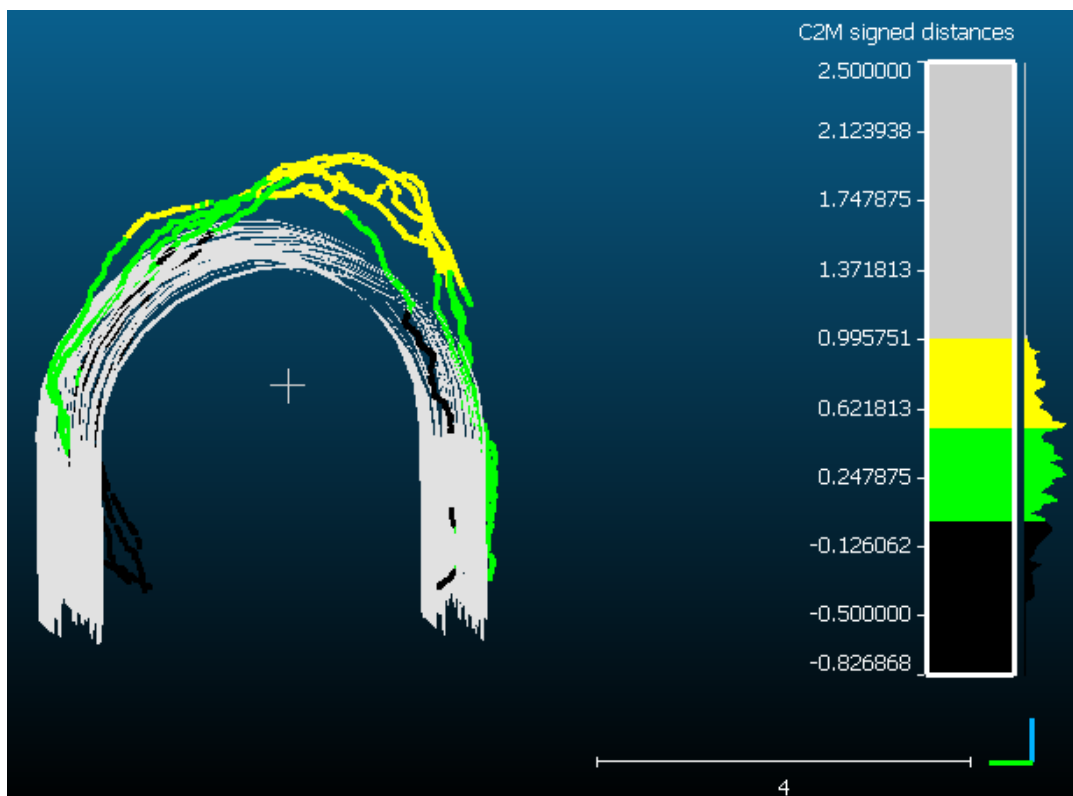
Anexo 14. Sección X= 1030 con sobreexcavación (5 metros de espesor) en el túnel. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).



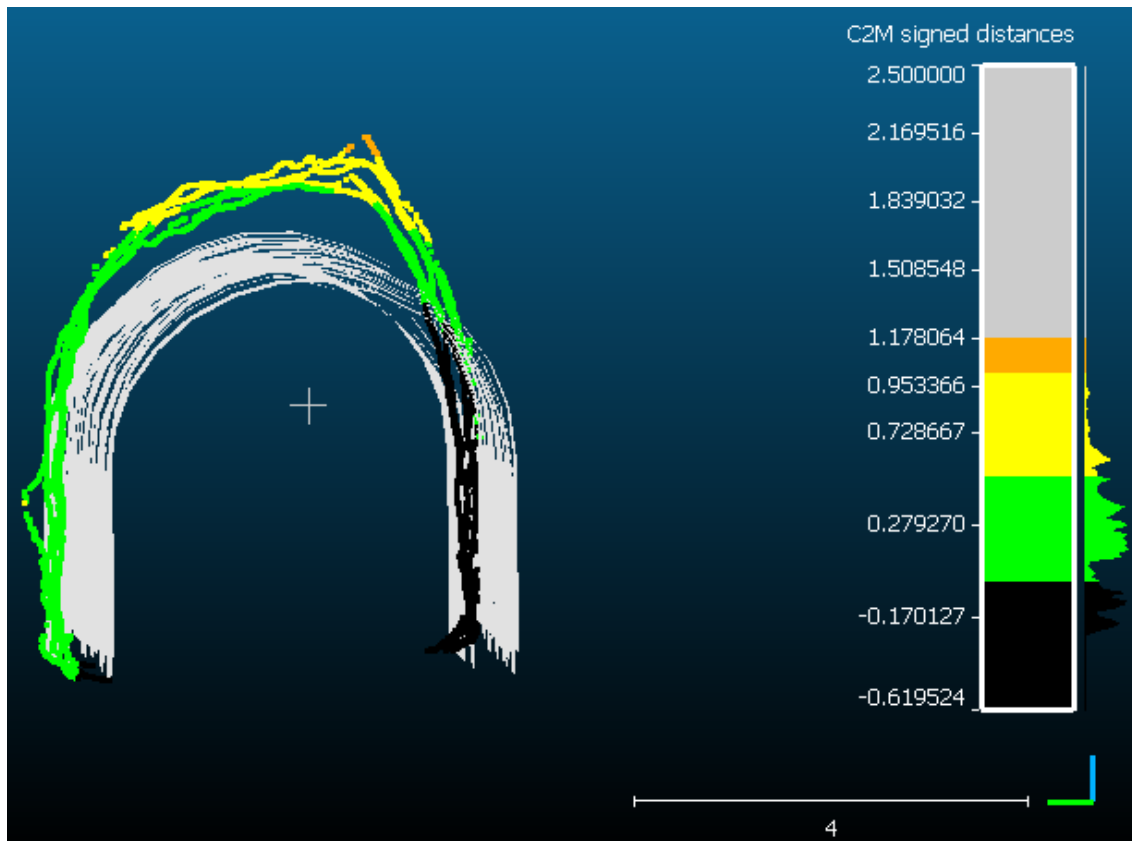
Anexo 15. Sección X= 1080 con sobreexcavación (5 metros de espesor) en el túnel. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).



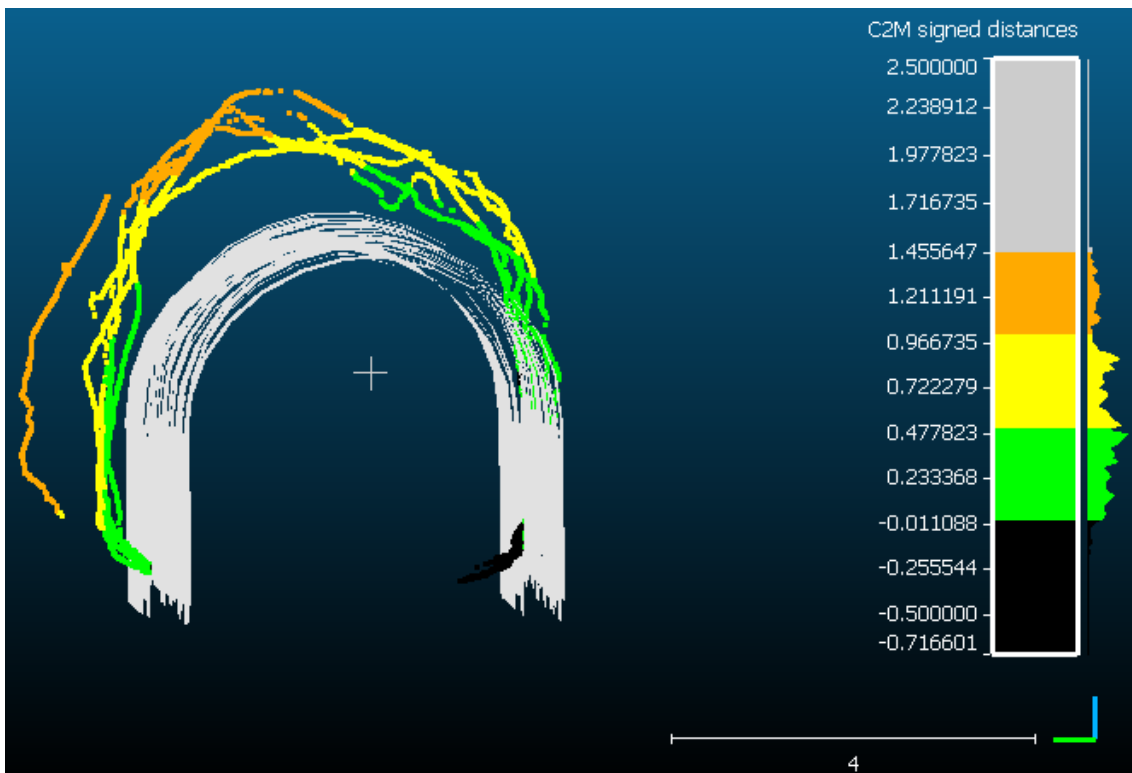
Anexo 16. Sección X= 1130 con sobreexcavación (5 metros de espesor) en el túnel. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).



Anexo 17. Sección X= 1180 con sobreexcavación (5 metros de espesor) en el túnel. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).



Anexo 18. Sección X= 1230 con sobreexcavación (5 metros de espesor) en el túnel. Escala 4:1. (Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).



Anexo 19. Sección X= 1280 con sobreexcavación (5 metros de espesor) en el túnel. Escala 4:1.
(Coordenada Y línea verde, coordenada Z línea azul).

