



**UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA
METALÚRGICA**



**ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE LA INTERSECCIÓN ENTRE UN
FRENTE DE AVANCE Y UNA FALLA GEOLÓGICA**

POR

Iván Luis Montecinos Núñez

Memoria de Título presentada a la Facultad de Ingeniería de la Universidad de Concepción
para optar al título profesional de Ingeniero Civil de minas

Profesor(es) Guía

René Gómez Puigpinos

Profesor Co-guía

Kimie Suzuki Morales

Profesional Supervisor

Diego Oyarzo Oyarzo

Marzo 2024

Concepción, Chile

© 2024 Iván Luis Montecinos Núñez

Se autoriza la reproducción total o parcial, con fines académicos, por cualquier medio o procedimiento, incluyendo la cita bibliográfica del documento.

Agradecimientos

Quiero agradecer a mi familia por todo su apoyo y cariño que me han entregado en todas las etapas de mi vida, a mi mamá y papá por enseñarme valores y principios que me permitieron crecer como persona, a mis hermanos que siempre están junto a mí en las decisiones que tomo, a mis abuelos que formaron una parte importante en mi vida.

A los profesores del DIMET, en especial al profesor René Gómez, por su paciencia, dedicación y buena voluntad para guiarme en todo este proceso de trabajo llevado a cabo durante el año.

A todos los amigos y compañeros que hice en el pasar de los años, que siempre estuvieron ahí e hicieron mucho más entretenido las etapas de mi vida académica.

Por último, me gustaría dar un agradecimiento especial a mi profesora de básica, profesora María Angélica Moreno por haberme ayudado en los comienzos de mi etapa estudiantil.

A todos ustedes, muchas gracias.

Resumen

Dentro de la minería en general existen muchas problemáticas que pueden representar un riesgo para el desarrollo de las labores. En particular, en la minería subterránea, hay varias problemáticas que impiden el correcto funcionamiento de los procesos a desarrollar. Si bien a lo largo de la historia se han creado muchas metodologías para enfrentar distintas dificultades que han aparecido, como pueden ser los métodos gráficos de estabilidad o los métodos numéricos, hay problemas que no tienen una posible solución, por lo tanto, se tienden a evitar. Un ejemplo de lo anterior son las excavaciones realizadas frente a fallas geológicas. Estas presentan un gran problema de inestabilidad producto de la concentración de esfuerzos, y eventos de sismicidad desencadenantes en estallidos de rocas en las labores.

La presente memoria busca poder establecer una relación entre los metros de avance por tronadura y la generación de desplazamientos en las galerías en presencia de fallas geológicas, permitiendo el que sea posible realizar la construcción de estas labores y minimizar los riesgos geomecánicos asociados. Para esto se generaron distintos gráficos provenientes de ocho modelos los cuales se desarrollaron a partir de datos geomecánicos presentes en la literatura. Además, estos modelos se dividieron en dos grupos, unos con falla de 45° de inclinación y los otros con 90° , donde se les aplicó cuatro avances de tronadura distintos, 0.5, 1, 2 y 3 metros. Cabe destacar que el registro de estos datos se llevó a cabo con la evaluación de distintos puntos ubicados en arcos a lo largo de la galería, la cual fue excavada sin realizar fortificación para ver el impacto real que podría sufrir su desarrollo.

Los resultados obtenidos indicaron que el avance de 3 metros proporcionaba una mayor estabilidad de la galería puesto que originaba mucho menos desplazamiento y deformación que los otros casos. Además, sumado a esto se logró evidenciar la influencia del manto de la falla, donde la falla de 45° era la que registró los mayores valores de deformación y desplazamiento, también se registró que en las paredes de las galerías se inducían mayores movimientos de material que en el techo.

Abstract

In the mining industry in general, there are many issues that can pose a danger to the development of mining activities. Specifically in underground mining, there are several problems that hinder the proper functioning of the processes to be carried out. Although over the course of history, various methodologies have been created to address different challenges, such as graphical methods of stability or numerical methods, there are problems that do not have a possible solution and are therefore tended to be avoided. One such case is excavations in the presence of geological faults due to the great instability they produce, caused by stress concentration or seismicity, leading to rock bursts in the workings.

This report aims to establish a relationship between the meters advanced per blast and the generation of less displacement in the galleries due to the presence of geological faults, making it possible to construct these workings while minimizing the geomechanical risks they entail. For this purpose, various graphs were generated from eight models developed based on geomechanical data found in the literature. These models were divided into two groups, one with a 45° inclined fault and the other with a 90° fault. Four different blast advances were applied: 0.5, 1, 2, and 3 meters. It is worth noting that the data was recorded by evaluating various arcs selected along the tunnel, which was excavated without fortification to assess the real impact it could experience during development.

The results indicated that a 3-meter advance provided greater stability to the tunnel, causing much less displacement and deformation than the other cases. Furthermore, it was observed that the dip of the fault influenced the results, with the 45° fault recording higher values of deformation and displacement. Additionally, it was also noted that greater displacements occurred in the walls of the galleries compared to the roof.

Índice

1	Introducción	1
1.1	Motivación e hipótesis	2
1.2	Metodología	2
1.3	Objetivos	3
1.3.1	Objetivo general	3
1.3.2	Objetivos específicos.....	3
1.4	Limitaciones y alcance	4
2	Antecedentes	5
2.1	Minería subterránea.....	5
2.2	Tipos de frente de avances	6
2.2.1	Diseño de labores horizontales.....	6
2.2.2	Diseño de labores inclinadas	7
2.3	Estabilidad en excavaciones subterráneas.....	8
2.3.1	Métodos empíricos	9
2.3.2	Métodos numéricos	15
2.4	FLAC3D.....	17
3	Metodología	19
3.1	Recopilación de parámetros geomecánicos.....	19
3.2	Modelamiento numérico	20
3.2.1	Supuestos del estudio	20
3.2.2	Modelos por simular.....	21
3.2.3	Código para simulaciones	21
3.2.4	Parámetros de salida.....	24
3.2.5	Tronadura	25

3.2.6	Generación de curvas	25
4	Caso base y validación	27
5	Interpretación de resultados	29
5.1	Modelos falla 45°	29
5.1.1	Avance 0.5 metros	29
5.1.2	Avance 1 metro.....	32
5.1.3	Avance 2 metros	34
5.1.4	Avance 3 metros	37
5.2	Modelos falla 90°	39
5.2.1	Avance 0.5 metros	39
5.2.2	Avance 1 metro.....	41
5.2.3	Avance 2 metros	44
5.2.4	Avance 3 metros	46
5.3	Comparación de modelos	48
5.3.1	Arco A	48
5.3.2	Arco Ext1	50
6	Conclusiones y recomendaciones.....	53
6.1	Efecto del manto de la falla	53
6.2	Efecto de los metros de avance	53
6.3	Efecto de la ubicación de puntos a evaluar	54
6.4	Recomendaciones y trabajos futuros.....	54
7	Referencias	55
8	Anexos.....	58
8.1	Anexo A. Cálculo de las variables para el Q de Barton [18]	58
8.2	Anexo B. Estudios bibliográficos por comparar	61
8.3	Anexo C. Datos de estudios recopilados para validación	62

8.4	Anexo D. Gráficos de desplazamientos y deformación en eje x en paredes izquierdas	62
8.5	Anexo E. Desplazamientos generados en las paredes según los metros excavados en la galería	70
8.6	Anexo F. Desplazamientos y deformaciones de arcos B y C.....	74

Índice de figuras

Figura 1.1 Esquema de la metodología a utilizar	3
Figura 1.2 Imagen referencial de galería construida por FLAC3D.....	4
Figura 2.1 Métodos de explotación para minería subterránea [1].....	5
Figura 2.2 Esquema de tronadura tipo corte angular [2].....	6
Figura 2.3 Esquema de tronadura tipo corte paralelo [2].....	7
Figura 2.4 Excavación de plano inclinado mediante PyT [3].....	8
Figura 2.5 Fortificación para una galería según el índice de Q de Barton [4]	11
Figura 2.6 Valores tabulados para parámetro m_i [5]	12
Figura 2.7 Tabulación de valores para el índice GSI [6].....	13
Figura 2.8 Clasificación del macizo rocoso según GSI [7].....	14
Figura 2.9 Tabulación de valores para el parámetro D de Hoek-Brown [8]	14
Figura 2.10 Representación de los modelos numéricos en un macizo rocoso [10].....	15
Figura 2.11 Esquema de los elementos principales utilizados en FLAC3D [12].....	18
Figura 3.1 Esquema de los modelos a programar.....	21
Figura 3.2 Vista isométrica del modelo generado en FLAC3D con falla de 90°	22
Figura 3.3 Esquema de los arcos distribuidos en la galería.....	24
Figura 3.4 Ejemplo del resultado de la obtención de las curvas de interés	26
Figura 4.1 Gráfico para validación de resultados	28
Figura 5.1 Desplazamientos acumulados en techos en eje z para avance 0.5 m - falla 45° ...	29
Figura 5.2 Desplazamientos acumulados en pared derecha en eje x para avance 0.5 m - falla 45°	30
Figura 5.3 Deformación en pared derecha en eje x para avance 0.5 m- falla 45°	31
Figura 5.4 Deformación en techos en eje z para avance 0.5 m - falla 45°	31
Figura 5.5 Desplazamientos acumulados en techos en eje z para avance 1 m - falla 45°	32
Figura 5.6 Desplazamientos acumulados en pared derecha en eje x para avance 1 m - falla 45°	33
Figura 5.7 Deformación en pared derecha en eje x para avance 1 m - falla 45°	33
Figura 5.8 Deformación en techos en eje z para avance 1 m - falla 45°	34
Figura 5.9 Desplazamientos acumulados en techos en eje z para avance 2 m - falla 45°	35

Figura 5.10 Desplazamientos acumulados en pared derecha en eje x para avance 2 m - falla 45°	35
Figura 5.11 Deformación en pared derecha en eje x para avance 2 m - falla 45°	36
Figura 5.12 Deformación en techos en eje z para avance 2 m - falla 45°	36
Figura 5.13 Desplazamientos acumulados en techos en eje z para avance 3 m - falla 45°	37
Figura 5.14 Desplazamientos acumulados en pared derecha en eje x para avance 3 m - falla 45°	37
Figura 5.15 Deformación en pared derecha en eje x para avance 3 m - falla 45°	38
Figura 5.16 Deformación en techos en eje z para avance 3 m - falla 45°	38
Figura 5.17 Desplazamientos acumulados en techos en eje z para avance 0.5 m - falla 90° .	39
Figura 5.18 Desplazamientos acumulados en pared derecha en eje x para avance 0.5 m - falla 90°	40
Figura 5.19 Deformación en pared derecha en eje x para avance 0.5 m - falla 90°	40
Figura 5.20 Deformación en techos en eje z para avance 0.5 m - falla 90°	41
Figura 5.21 Desplazamientos acumulados en techos en eje z para avance 1 m - falla 90°	42
Figura 5.22 Desplazamientos acumulados en pared derecha en eje x para avance 1 m - falla 90°	42
Figura 5.23 Deformación en pared derecha en eje x para avance 1 m - falla 90°	43
Figura 5.24 Deformación en techos en eje z para avance 1 m - falla 90°	43
Figura 5.25 Desplazamientos acumulados en techos en eje z para avance 2 m - falla 90°	44
Figura 5.26 Desplazamientos acumulados en pared derecha en eje x para avance 2 m - falla 90°	44
Figura 5.27 Deformación en pared derecha en eje x para avance 2 m - falla 90°	45
Figura 5.28 Deformación en techos en eje z para avance 2 m - falla 90°	45
Figura 5.29 Desplazamientos acumulados en techos en eje z para avance 3 m - falla 90°	46
Figura 5.30 Desplazamientos acumulados en pared derecha en eje x para avance 3 m - falla 90°	46
Figura 5.31 Deformación en pared derecha en eje x para avance 3 m - falla 90°	47
Figura 5.32 Deformación en techos en eje z para avance 3 m - falla 90°	47
Figura 5.33 Comparación de avances para desplazamiento acumulado en arco A en pared derecha eje x - (a) 45°, (b) 90°	48

Figura 5.34 Comparación de avances para desplazamiento acumulado en arco A en techo eje z - (a) 45°, (b) 90°	49
Figura 5.35 Comparación de avances para deformación en arco A en pared derecha eje x - (a) 45°, (b) 90°	49
Figura 5.36 Comparación de avances para deformación en arco A en techo eje z - (a) 45°, (b) 90°	50
Figura 5.37 Comparación de avances para desplazamiento acumulado en arco Ext1 en pared derecha eje x - (a) 45°, (b) 90°	50
Figura 5.38 Comparación de avances para desplazamiento acumulado en arco Ext1 en techo eje z - (a) 45°, (b) 90°	51
Figura 5.39 Comparación de avances para deformación en arco Ext1 en pared derecha eje x - (a) 45°, (b) 90°	51
Figura 5.40 Comparación de avances para deformación en arco Ext1 en techo eje z - (a) 45°, (b) 90°	52
Figura 8.1 Tabulación de valores para factor Jn	58
Figura 8.2 Tabulación de valores para factor Jr	58
Figura 8.3 Tabulación de valores para factor Ja	59
Figura 8.4 Tabulación de valores para factor Jw	59
Figura 8.5 Tabulación de valores para factor SRF	60
Figura 8.6 Tabulación de valores para ESR	61
Figura 8.7 Tabla de características de estudios recopilados [15] [16] [17]	62
Figura 8.8 Desplazamientos acumulados en pared izquierda en eje x para avance 0.5 m - falla 45°	62
Figura 8.9 Deformación en pared izquierda en eje x para avance 0.5 m- falla 45°	63
Figura 8.10 Desplazamientos acumulados en pared izquierda en eje x para avance 1 m - falla 45°	63
Figura 8.11 Deformación en pared izquierda en eje x para avance 1 m- falla 45°	64
Figura 8.12 Desplazamientos acumulados en pared izquierda en eje x para avance 2 m - falla 45°	64
Figura 8.13 Deformación en pared izquierda en eje x para avance 2 m- falla 45°	65
Figura 8.14 Desplazamientos acumulados en pared izquierda en eje x para avance 3 m - falla 45°	65

Figura 8.15 Deformación en pared izquierda en eje x para avance 3 m- falla 45°	66
Figura 8.16 Desplazamientos acumulados en pared izquierda en eje x para avance 0.5 m - falla 90°	66
Figura 8.17 Deformación en pared izquierda en eje x para avance 0.5 m- falla 90°	67
Figura 8.18 Desplazamientos acumulados en pared izquierda en eje x para avance 1 m - falla 90°	67
Figura 8.19 Deformación en pared izquierda en eje x para avance 1 m- falla 90°	68
Figura 8.20 Desplazamientos acumulados en pared izquierda en eje x para avance 2 m - falla 90°	68
Figura 8.21 Deformación en pared izquierda en eje x para avance 2 m- falla 90°	69
Figura 8.22 Desplazamientos acumulados en pared izquierda en eje x para avance 3 m - falla 90°	69
Figura 8.23 Deformación en pared izquierda en eje x para avance 3 m- falla 90°	70
Figura 8.24 Desplazamientos en galería en función de los metros excavados con falla de 45° y avance de 0.5 m, vista norte-sur	70
Figura 8.25 Desplazamientos en galería en función de los metros excavados con falla de 45° y avance de 1 m, vista norte-sur	71
Figura 8.26 Desplazamientos en galería en función de los metros excavados con falla de 45° y avance de 2 m, vista norte-sur	71
Figura 8.27 Desplazamientos en galería en función de los metros excavados con falla de 45° y avance de 3 m, vista norte-sur	72
Figura 8.28 Desplazamientos en galería en función de los metros excavados con falla de 90° y avance de 0.5 m, vista norte-sur	72
Figura 8.29 Desplazamientos en galería en función de los metros excavados con falla de 90° y avance de 1 m, vista norte-sur	73
Figura 8.30 Desplazamientos en galería en función de los metros excavados con falla de 90° y avance de 2 m, vista norte-sur	73
Figura 8.31 Desplazamientos en galería en función de los metros excavados con falla de 90° y avance de 3 m, vista norte-sur	74
Figura 8.32 Comparación de avances para desplazamiento acumulado en arco B en pared derecha eje x - (a) 45°, (b) 90°	74

Figura 8.33 Comparación de avances para desplazamiento acumulado en arco B en techo eje z- (a) 45°, (b) 90°	75
Figura 8.34 Comparación de avances para deformación en arco B en pared derecha eje x - (a) 45°, (b) 90°	75
Figura 8.35 Comparación de avances para deformación en arco B en techo eje z - (a) 45°, (b) 90°	76
Figura 8.36 Comparación de avances para desplazamiento acumulado en arco C en pared derecha eje x - (a) 45°, (b) 90°	76
Figura 8.37 Comparación de avances para desplazamiento acumulado en arco C en techo eje z- (a) 45°, (b) 90°	77
Figura 8.38 Comparación de avances para deformación en arco C en pared derecha eje x - (a) 45°, (b) 90°	77
Figura 8.39 Comparación de avances para deformación en arco B en techo eje z - (a) 45°, (b) 90°	78

Índice de tablas

Tabla 2.1 Clasificación del macizo rocoso según metodología de Barton [4]	9
Tabla 3.1 Parámetros geomecánicos seleccionados [13].....	19
Tabla 3.2 Parámetros geomecánicos para falla geológica según estudio [14].....	20
Tabla 3.3 Parámetros para Hoek-Brown calculados según GSI.....	23
Tabla 3.4 Coordenadas de la ubicación de los puntos a evaluar en los arcos.....	24
Tabla 8.1 Parámetros geomecánicos del primer estudio [19].....	61
Tabla 8.2 Parámetros geomecánicos del segundo estudio [13]	61

Nomenclatura

Q	: Índice de clasificación de macizo rocoso de Barton
J _n	: Índice de diaclasas
J _r	: Índice de rugosidad de las discontinuidades
J _a	: Índice de alteración de las discontinuidades
J _w	: Factor de reducción por presencia de agua
SRF	: <i>Stress reduction factor</i>
DE	: Diámetro equivalente
ESR	: <i>Excavation support ratio</i>
σ_1	: Esfuerzo principal mayor
σ_3	: Esfuerzo principal menor
m _b	: Constante de material no lineal dependiente de la forma de la roca
S	: Factor de forma
σ_c	: Esfuerzo de compresión
m _i	: Constante de material de criterio Hoek-Brown
σ_{ci}	: Esfuerzo de compresión para la roca intacta de Hoek-Brown
σ_{ti}	: Esfuerzo de tracción para la roca intacta de Hoek-Brown
D	: Factor de perturbación

1 Introducción

La estabilidad en la actividad minera es un aspecto de suma importancia para poder realizar las distintas tareas que se hacen al momento de la explotación de algún yacimiento. Tanto en minería a cielo abierto como subterránea el poder mantener las labores estables permite tener un lugar seguro para todos los trabajadores que desempeñan sus tareas *in-situ* en la mina.

En el caso de la minería subterránea existen diversas labores que deben construirse a medida que se avanza en el desarrollo de la mina, como los piques de ventilación o traspaso, rampas, galerías, ya sean de extracción, de producción, de servicio, etc.

En particular, para poder evaluar la estabilidad en las galerías existen diversos métodos, los cuales pueden diferenciarse en numéricos o empíricos, donde estos últimos suelen ser los más utilizados para poder desarrollar una idea de cómo se comportará el macizo rocoso. Dentro de los métodos empíricos el más utilizado es el Q de Barton el cual permite relacionar aspectos geológicos, geomecánicos y geométricos para determinar el tipo de fortificación a utilizar, por otro lado, también se puede destacar el criterio de rotura de Hoek and Brown que permite estimar el comportamiento mecánico de las rocas en las diferentes labores a evaluar. Además cabe destacar que este último método también incluye el daño por tronadura en la galería a la hora de estimar el resultado.

Por otro lado, los métodos numéricos son mucho más precisos a la hora de entregar un resultado, puesto que presentan menos incertidumbre durante la ejecución de los múltiples procesos que conllevan a los resultados. La desventaja de estos es el tiempo que puede tomar llegar a la solución, ya que algunas veces pueden ser días, semanas o incluso meses de modelamiento, esto dependiendo del método numérico utilizado y el nivel de detalle del modelo, entre otros. En la industria de softwares se pueden encontrar Examine 3D, RS3, 3DEC, PFC, FLAC3D, entre otros.

Si bien estos métodos proporcionan una guía a la hora de poder determinar los tipos de fortificación a utilizar, no permiten tener una idea clara de cómo se comportará el macizo rocoso posterior a la tronadura y previo a la fortificación, sobre todo en escenarios donde se presentan fallas geológicas, las cuales generalmente se intentan evitar dado a la gran inestabilidad que estas generan. Por esto, es importante el poder desarrollar una metodología que permita entregar una guía para determinar qué cantidad de metros de avance por tronadura permitirá poder mantener estable el sector previo a la fortificación.

1.1 Motivación e hipótesis

En la construcción de galerías, existen diversos peligros que pueden llegar a ocurrir si no se toman los resguardos correspondientes, uno de los riesgos más significativos a la hora de el desarrollo de estas labores son los estallidos de roca. Para poder evitar este fenómeno se formularon diversas metodologías propuestas por distintos autores para la evaluación de estabilidad, las cuales están dirigidas para poder seleccionar la fortificación o dimensiones de las galerías según sea el caso a evaluar, sin embargo, estos métodos no son perfectos, ya que no permiten solucionar todos los problemas que pudieran existir a la hora de la construcción de estas labores, uno de estos casos corresponde al avanzar en una galería con presencia de fallas geológicas. Generalmente al encontrarse con este tipo de situación se prefiere evitar el paso por dicha zona, dado a la gran cantidad de planos de debilidad que se presentan, generando un peligro para la excavación. Es por esto que es importante el que se pueda proponer una metodología que integre esta problemática, enfocándose en la distancia del metro de avance por tronadura, de manera que se permita generar estabilidad al momento del desarrollo de la labor. Se utilizará el software FLAC3D para evaluar diversas inclinaciones de las estructuras geológicas y distintas tasas de metros por tronadura excavados.

La hipótesis va dirigida a que, al seleccionar un metro de avance por tronadura específico para la construcción de una galería previo a la fortificación del lugar, en presencia de una falla geológica, genera una mayor estabilidad del sector, dando lugar a que posteriormente se puedan llevar a cabo las labores de reforzamiento, permitiendo el poder realizar las correspondientes operaciones mineras.

1.2 Metodología

La metodología por aplicar consiste en cinco 5 etapas las cuales pueden visualizarse en la Figura 1.

La primera etapa consiste en la reunión de antecedentes mediante una revisión bibliográfica de varias tesis y artículos de investigación.

La segunda etapa radica en el modelamiento numérico en el *software* FLAC3D, en la cual se ingresarán los datos de entrada, como es el caso de los metros de avance por tronadura, las características geológicas del macizo rocoso y de la falla.

En la tercera etapa se generarán gráficos, los cuales tienen como objetivo el poder predecir que avance de tronadura ofrece una mejor estabilidad para cada caso propuesto.

La cuarta etapa corresponde a la interpretación de resultados, donde se comprobará que tipo de avance por tronadura ofrece una mejor estabilidad en presencia de fallas.

Por último, la quinta etapa corresponde en las conclusiones del estudio realizado.

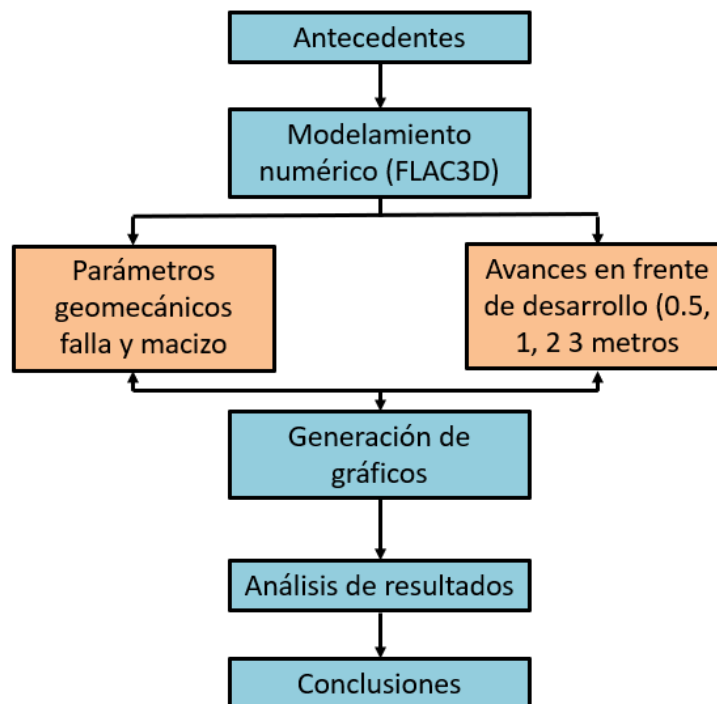


Figura 1.1 Esquema de la metodología a utilizar

1.3 Objetivos

1.3.1 Objetivo general

- Selección del metro de avance que genere menores desplazamientos y deformaciones, que permitan la mayor estabilidad en condiciones donde se presente algún tipo de falla geológica.

1.3.2 Objetivos específicos

- Simulación de casos en FLAC3D.
- Generación de modelos para cada caso a evaluar.

- Creación de gráficos para los modelos.
- Análisis de los resultados obtenidos en busca de alguna correlación.
- Validación para los resultados.
- Verificación de la hipótesis planteada.
- Presentación de recomendaciones para posteriores trabajos que busquen mejorar la investigación llevada a cabo.

1.4 Limitaciones y alcance

El alcance de la presente tesis es la construcción de gráficos que permitan visualizar el efecto de la selección de un metro de avance a la hora de realizar la excavación de una galería frente a una falla geológica, es importante mencionar que el trabajo llevado a cabo a lo largo del presente informe es un trabajo académico, por lo tanto, las conclusiones que se obtengan no son aplicables en la industria. Las limitaciones de la investigación están ligadas a los códigos generados en el software FLAC3D para simular los modelos propuestos, donde se pueden destacar la construcción del mallado o la no consideración de daño por tronadura de forma directa y además de la información que se logre reunir para llevar a cabo dicha tarea.

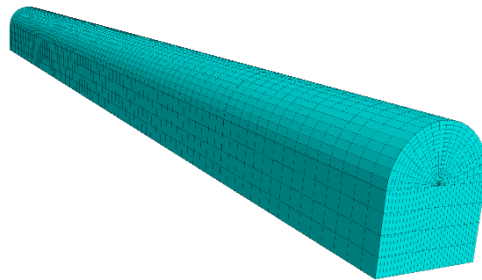


Figura 1.2 Imagen referencial de galería construida por FLAC3D

2 Antecedentes

2.1 Minería subterránea

La minería subterránea es un tipo de explotación minera, la cual se enfoca en extraer minerales bajo tierra, los cuales no son rentables de extraer mediante minería a cielo abierto. Existen tres grandes grupos de métodos de explotación subterránea, auto-soportados los cuales corresponde a *sublevel stoping* y *room and pillar*, estos métodos contemplan el uso de cámaras abiertas para la extracción del mineral, siendo métodos selectivos, privilegiando la extracción del mineral con una baja cantidad de estéril, por otro lado se encuentran los artificialmente soportados, donde pertenecen el *bench and fill*, *cut and fill*, *shrinkage stoping* y el *vcr stoping*, los cuales cuentan con el uso de relleno para la estabilidad y desarrollo de las labores, cabe mencionar que también son métodos muy selectivos y por último se encuentran los métodos de hundimiento, los cuales son el *longwall mining*, *sublevel caving* y *block caving*, estos son métodos masivos, por lo tanto tienden a poseer baja selectividad a la hora de extraer el mineral. Es importante mencionar que, dependiendo del tipo de yacimiento a explotar, tipo de roca caja, profundidad, entre otras características, se selecciona alguno de los métodos previamente mencionados.



Figura 2.1 Métodos de explotación para minería subterránea [1]

Junto a los métodos de explotación, existen distintas labores que también se desarrollan, como los son los piques de traspaso, piques de ventilación, rampas, galerías (acceso, perforación, producción o transporte), donde estos se van desarrollando mediante frentes de avances, los cuales dependiendo de la orientación de la labor se realizan de manera distintas, ya sea mediante el uso de tronadura, tuneleras, *raise boring*, entre otros.

2.2 Tipos de frente de avances

Como bien se mencionó en la sección anterior, dependiendo de la orientación de la labor que se desea construir, existen distintos tipos de metodologías a utilizar, estas se dividen en:

2.2.1 Diseño de labores horizontales

Para las labores horizontales se pueden identificar cualquier tipo de galerías, como lo pueden ser las de avances o de producción, las cuales varían en dimensiones dependiendo de los tipos de equipos a utilizar, el tipo de roca en el cual se trabaja, la implementación de instalaciones, como redes de cables, ventilación, agua o aire comprimido, además de considerar el espacio suficiente para el tránsito de los trabajadores.

Generalmente estas galerías se realizan por dos sistemas: El método convencional de perforación y tronadura o la utilización de sistemas mecánicos mediante minadores continuos y tuneladoras (*Tunnel boring machine*). Para el caso de la perforación y tronadura es el más utilizado en todo el mundo, el cual permite gran flexibilidad a la hora de distintas litologías, dado a la gran cantidad de tipos de explosivos existentes, además de las distintas configuraciones de esquemas de perforación que se pueden utilizar. Las mallas de perforación se diferencian entre si dado al corte inicial o arranque, la cual permite generar la cara libre para la realización de la tronadura, se pueden encontrar:

2.2.1.1 Cortes angulares

Se llaman así puesto que la perforación realizada se hace en ángulo con respecto al frente, de manera que al momento de la tronadura se forme un ‘cono’ de base; existen dos metodologías, corte en cuña y corte en pirámide.

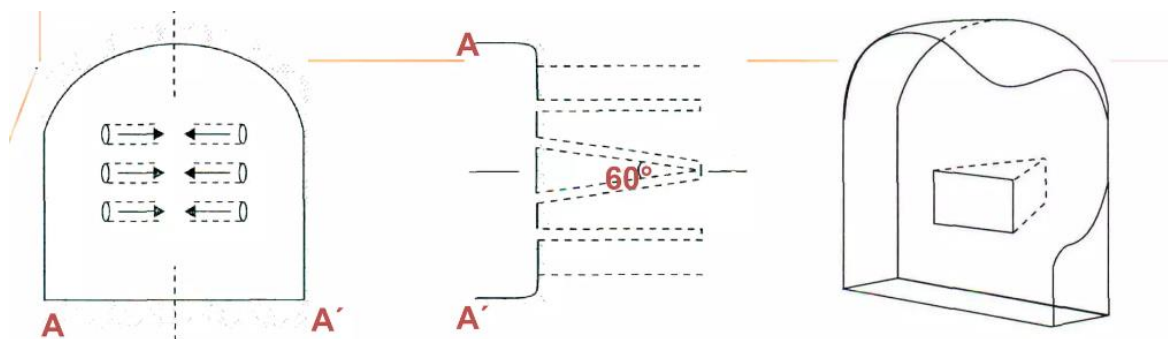


Figura 2.2 Esquema de tronadura tipo corte angular [2]

2.2.1.2 Cortes paralelos

Estos tipos de cortes consisten en la realización de 3 o más perforaciones horizontales, paralelas entre sí y al eje de la galería, los cuales dependiendo del tipo de roca la distancia entre los barrenos será mayor o menor. Una de las perforaciones se deja sin cargar para generar la cara libre, facilitando la realización de la tronadura. Se pueden clasificar en corte quemado o corte cilíndrico.

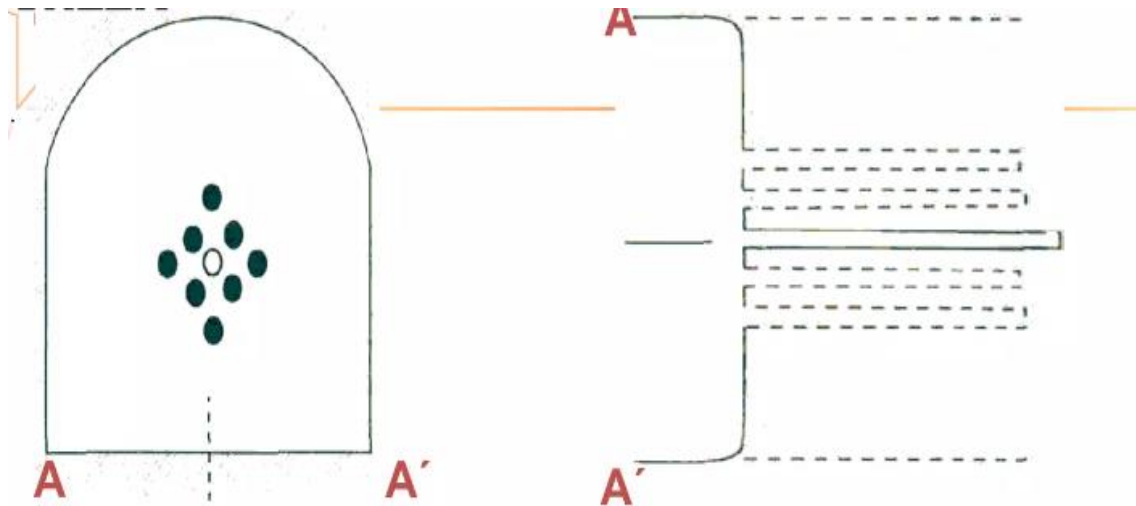


Figura 2.3 Esquema de tronadura tipo corte paralelo [2]

2.2.2 Diseño de labores inclinadas

Las labores inclinadas se realizan principalmente en yacimientos que presentan poca profundidad o yacimientos de profundidad media (500 metros), dado a que presenta menores costos de construcción que la realización de labores verticales, además de que poseen menor tiempo de construcción y los costos de mantenimientos son bajos. Generalmente se utilizan como accesos a minas o también para la implementación de cintas transportadoras, las cuales acarrear el material a superficie, cabe mencionar que, para el caso de las cintas, la inclinación de las galerías debe ser como máximo de 15° dado a que esta es la máxima pendiente que admiten las correas transportadoras, de lo contrario el material que transportar tendera a caerse de la cinta [3].

Para la implementación de estas labores inclinadas, se hacen mediante métodos mineros parecidos a los empleados en la perforación de galerías horizontales, pero se debe tomar en cuenta la inclinación del lugar. Para rocas donde la resistencia a la compresión no es muy alta se utilizan minadores continuos para el arranque de la roca como las tuneladoras, donde este permite dar forma al techo y permite mantener la dirección del avance, por otro lado, en roca dura se utiliza el método

tradicional de perforación y tronadura, el cual empleara un jumbo que se ajuste a las características de la roca caja, además de explosivos que permitan arrancar la roca.

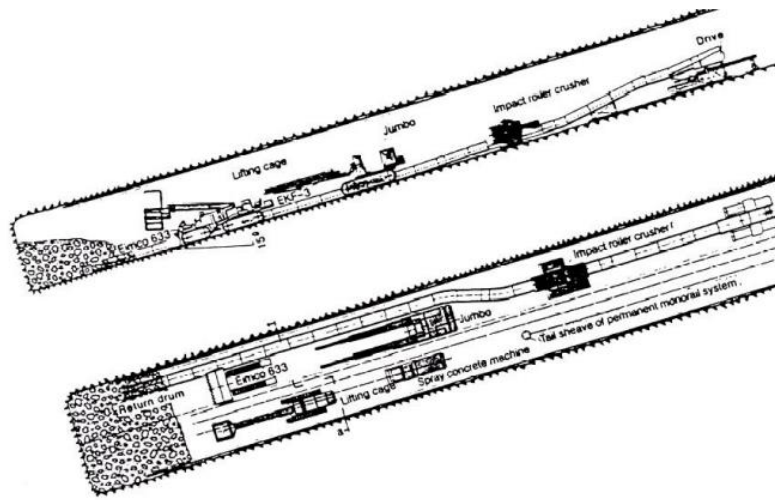


Figura 2.4 Excavación de plano inclinado mediante PyT [3]

2.3 Estabilidad en excavaciones subterráneas

La estabilidad en excavaciones subterráneas está asociada a una gran cantidad de parámetros, los cuales deben tomarse en consideración a la hora de construir las distintas labores a desarrollar. Estos parámetros o factores se pueden dividir en dos grandes grupos, los pre-existentes y los posteriores.

Por el lado de los pre-existentes se encuentran las características del macizo rocoso, el comportamiento mecánico de este y los esfuerzos in-situ, mientras que en los posteriores se pueden destacar los esfuerzos inducidos, la geometría y orientación de las excavaciones, lo que conlleva a generar una estrategia para la construcción de galerías como también en la elección de la fortificación, en caso de requerirla.

Para poder evaluar la estabilidad de las distintas labores mineras, existen métodos numéricos, analíticos o empíricos que permiten desarrollar dicha tarea, además que estos se pueden complementar unos a otros. Para la selección de estos, hay que identificar la complejidad del problema, en función de los parámetros geotécnicos, económicos o la accesibilidad de los datos.

2.3.1 Métodos empíricos

El método empírico tiende a ser la metodología más fácil y rápida de utilizar a la hora de obtener información sobre la estabilidad de alguna labor, pero siempre debe ir acompañado de algún análisis mediante métodos numéricos debido a la incertidumbre que presentan los métodos gráficos de estabilidad. Para el caso de evaluar la estabilidad de algún sector existen múltiples metodologías como por ejemplo el método gráfico de estabilidad de Mathews y el gráfico de estabilidad de Laubsher, enfocados a minería de *caving* o caserones, los cuales permiten seleccionar la geometría de la labor a la cual permitirá la estabilidad de esta o el hundimiento, dependiendo de lo que se requiera. También es importante mencionar la existencia de métodos como el de Lunder y Pakalnis que están enfocados en la estabilidad de la construcción de pilares. Por último, para el caso de la construcción de galerías se puede reconocer la metodología del Q de Barton la cual es la más utilizada actualmente, dado a que incluye características geológicas, geomecánicas y geométricas, en adición a lo anterior, se pueden mencionar los criterios de rotura como los de Mohr-Coulomb o Hoek-Brown, los cuales integran la resistencia a la compresión, esfuerzos principales y otros parámetros geomecánicos según sea el método para emplear.

2.3.1.1 Metodología Q de Barton

El sistema Q o Q de Barton fue creado en 1974 por Barton, Lien y Lunde [4], para poder determinar la estabilidad y el tipo de fortificación a utilizar en el caso de ser necesaria en alguna labor minera. El índice Q posee una variación exponencial que va desde 0.001 a 1000, siendo el primer valor para macizos de baja calidad y el segundo para muy buena calidad, la clasificación del macizo rocoso que entrega se puede visualizar en la siguiente tabla.

Tabla 2.1 Clasificación del macizo rocoso según metodología de Barton [4]

Clasificación del macizo rocoso	Valor Q
Roca excepcionalmente mala	0.001 - 0.01
Roca extremadamente mala	0.01- 0.1
Roca muy mala	0.1 - 1
Roca mala	1 - 4
Roca media	4 - 10
Roca buena	10 - 40
Roca muy buena	40 - 100
Roca extremadamente buena	100 - 400
Roca excepcionalmente mala	400 – 1000

El cálculo de la variable Q se realiza mediante la siguiente ecuación:

$$Q = \frac{RQD}{Jn} * \frac{Jr}{Ja} * \frac{Jw}{SRF} \quad (1)$$

Donde RQD es el índice *Rock Quality Designation*, es decir, la relación en tanto por ciento entre la suma de longitudes de testigo de un sondeo mayores de 10 cm y la longitud total. Jn varía entre 0,5 y 20, y depende del número de familias de diaclasas que hay en el macizo. Jr varía entre 1 y 4 y depende de la rugosidad de las diaclasas. Ja varía entre 0,75 y 20 y depende del grado de alteración de las paredes de las diaclasas. Jw varía entre 0,05 y 1 dependiendo de la presencia de agua en el túnel. SRF es el *Stress Reduction Factor* y corresponde del estado tensional de la roca que atraviesa el túnel. El cálculo de cada una de las variables se puede observar en más detalle en el anexo A.

Por otro lado, se encuentra el diámetro equivalente del túnel el cual permite cuantificar las características geométricas, este valor relaciona el ancho o alto, con el factor ESR, el cual depende directamente del tipo de excavación a evaluar, la ecuación se puede observar a continuación:

$$De = \frac{\text{Anchura diámetro o altura (m)}}{ESR} \quad (2)$$

El gráfico del Q de Barton se puede ver a continuación en la Figura 2.5, donde el eje de las ordenadas corresponde al diámetro equivalente del túnel y en el eje de las abscisas se introduce el valor Q.

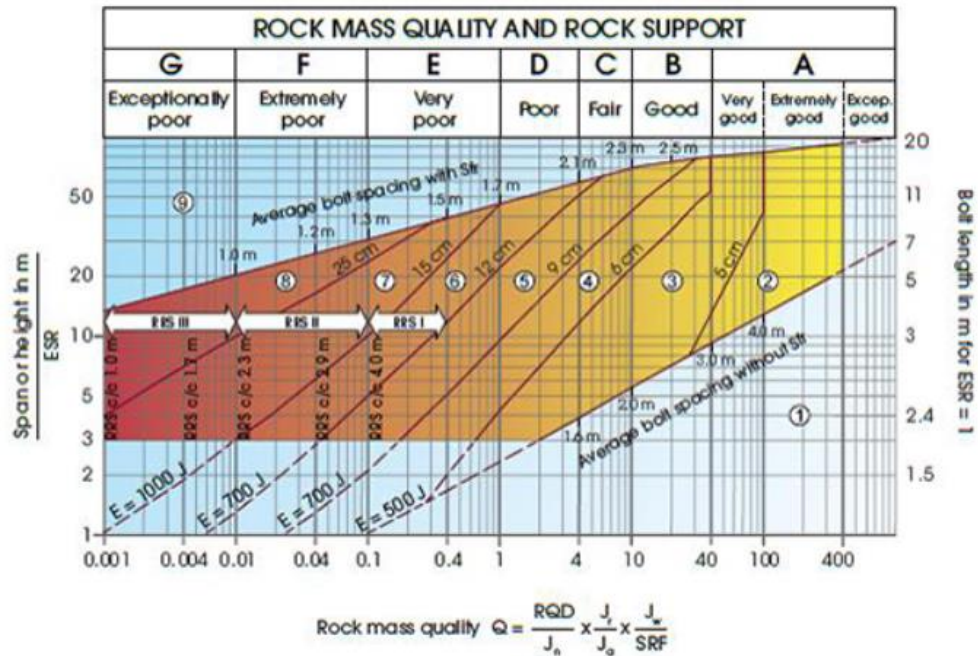


Figura 2.5 Fortificación para una galería según el índice de Q de Barton [4]

2.3.1.2 Criterio de falla de Hoek and Brown

El criterio de falla de Hoek and Brown fue desarrollado en el 1980, principalmente para casos en que se presentara roca dura, permitiendo el análisis de estabilidad en túneles. Posteriormente en el año 1992 Hoek realizó una modificación al método para que pudiera aplicar a macizos rocosos extremadamente fracturados. Actualmente es un método que es utilizado en todo el mundo, dado a la sencillez que entrega a la hora de evaluar la rotura de algún material en función de las características geomecánicas y geológicas [5].

La ecuación utilizada está en función de los esfuerzos principales σ_1 y σ_3 , además de σ_{ci} el cual corresponde a la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta, m_b es un factor de propiedad de la roca, proveniente de la constante m de Hoek and Brown, s es una medida de disminución de la compresión dado a la fracturación y a es una constante que depende de las características del macizo rocoso, lo cual se puede observar en la siguiente ecuación:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} * \left(m_b * \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (3)$$

El cálculo de los esfuerzos principales se hace a través de ensayos de laboratorio, como los de resistencia a la compresión simple, compresión triaxial, ensayos de tracción, los cuales permiten entender a priori como se comportará el macizo rocoso.

Las variables m_b , s y a , se pueden obtener mediante el uso de ecuaciones o tablas que están en función de las características geológicas del macizo rocoso.

Para el caso de la variable m_b , esta depende del m_i , constante de Hoek and Brown para la roca intacta, el GSI y el factor D , el cual se puede calcular mediante la siguiente ecuación:

$$m_b = m_i * \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right) \quad (4)$$

El valor de m_i se puede obtener a través de la figura 2.6, la cual entrega un valor según el tipo de roca al que pertenece el macizo rocoso.

Rock type	Class	Group	Texture			
			Coarse	Medium	Fine	Very fine
SEDIMENTARY	Clastic		Conglomerate (22)	Sandstone 19	Siltstone 9	Claystone 4
				Greywacke (18)		
	Non-Clastic	Organic			Chalk 7	
					Coal (8-21)	
		Carbonate	Breccia (20)	Sparitic Limestone (10)	Micritic Limestone 8	
	Chemical		Gypstone 16	Anhydrite 13		
METAMORPHIC	Non Foliated		Marble 9	Hornfels (19)	Quartzite 24	
	Slightly foliated		Migmatite (30)	Amphibolite 25 - 31	Mylonites (6)	
	Foliated*		Gneiss 33	Schists 4 - 8	Phyllites (10)	Slate 9
IGNEOUS	Light		Granite 33		Rhyolite (16)	Obsidian (19)
			Granodiorite (30)		Dacite (17)	
			Diorite (28)		Andesite 19	
	Dark		Gabbro 27	Dolerite (19)	Basalt (17)	
			Norite 22			
Extrusive pyroclastic type		Agglomerate (20)	Breccia (18)	Tuff (15)		

Figura 2.6 Valores tabulados para parámetro m_i [5]

Por otro lado, el índice GSI es un valor cualitativo que estima el comportamiento geomecánico del sector según las características geológicas que se puedan observar, la obtención de su valor está en función del grado de fracturamiento del macizo con las características de las discontinuidades, estos valores están tabulados y se observan en la Figura 2.7 [6].

Los valores de la tabla van de 1 a 100, donde los más pequeños indican una baja calidad de la roca interpretándose que son altamente fracturadas y meteorizadas, por otro lado, los mayores reflejan un macizo de buena calidad con fracturación mínima o nula.

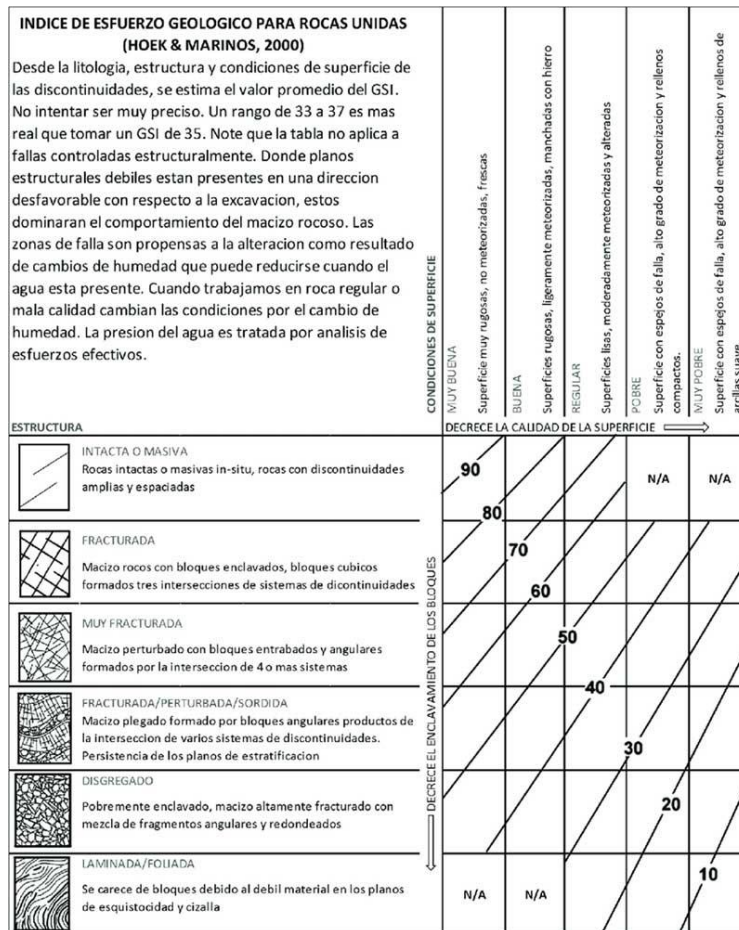


Figura 2.7 Tabulación de valores para el índice GSI [6]

Como bien se mencionó anteriormente el GSI permite clasificar el macizo rocoso de muy malo a muy bueno, esta clasificación se puede observar en la figura 2.8.

GSI	<20	21 – 40	41 – 55	56 – 75	76 – 95
Rock mass quality	Very poor	Poor	Fair	Good	Very good

Figura 2.8 Clasificación del macizo rocoso según GSI [7]

La constante D, hace referencia al daño por tronadura, conocido como factor de perturbación este se puede obtener mediante una tabla que da valores según el daño provocado en la excavación por la tronadura, cabe mencionar que también introduce el efecto que produce las tuneladoras a la hora de desarrollar un túnel, otorgándoles un valor de 0 dado a la poca o nula perturbación que estas ejercen en el macizo rocoso.




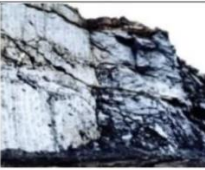

Appearance of rock mass	Description of rock mass	Suggested value of D
	Excellent quality-controlled blasting or excavation by a road-header or tunnel boring machine results in minimal disturbance to the confined rock mass surrounding a tunnel.	D = 0
	Case 1: Mechanical or manual excavation in poor quality rock masses gives minimal disturbance to the surrounding rock mass. Case 2: Where squeezing problems result in significant floor heave, disturbance can be severe unless a temporary invert, as shown in the photograph, is placed.	Case 1: D = 0 Case 2: D = 0.5 with no invert
	Poor control of drilling alignment, charge design and detonation sequencing results in very poor blasting in a hard rock tunnel with severe damage, extending 2 or 3 m in the surrounding rock mass.	D = 1.0 at surface with a linear decrease to D = 0 at ± 2 m into the surrounding rock mass
	Small-scale blasting in civil engineering slopes results in modest rock mass damage when controlled blasting is used, as shown on the left-hand side of this photograph. Uncontrolled production blasting can result in significant damage to the rock face.	D = 0.5 for controlled presplit or smooth wall blasting with D = 1.0 for production blasting
	Case 1: Very large open pit mine slopes suffer significant disturbance due to heavy production blasting and also due to stress relief from overburden removal. Case 2: In some weak rock masses, excavation can be carried out by ripping and dozing. Damage to the slopes is due primarily to stress relief.	Case 1: D = 1.0 for production blasting Case 2: D = 0.7 for mechanical excavation

Figura 2.9 Tabulación de valores para el parámetro D de Hoek-Brown [8]

El parámetro s relaciona los valores del GSI con la constante D . La ecuación de s se puede ver a continuación:

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right) \quad (5)$$

Por otro parte, la constante a introduce el valor del GSI para su cálculo, lo cual se puede ver en la ecuación siguiente:

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} * \left(e^{-\frac{GSI}{15}} + e^{-\frac{20}{3}}\right) \quad (6)$$

2.3.2 Métodos numéricos

Los métodos numéricos son una herramienta que permiten el poder tener soluciones de problemas mucho más exactos que los métodos empíricos, pero dado a que el resultado final es cercano a la realidad toman mucho tiempo para poder realizar todas las etapas que estos modelos necesitan.

Estos métodos son una suma de algoritmos que permiten solucionar problemas complejos mediante la programación de estos. Dado a la complejidad de los problemas relacionados con la geomecánica en minería se suelen utilizar mayoritariamente métodos numéricos con códigos continuos, ya que permiten incluir al problema todas las variables que se observan a la hora de estudiar problemas geomecánicos [9].

Dentro de los modelos continuos más utilizados se pueden encontrar, los elementos finitos (FEM), diferencias finitas (FDM) y elementos de borde (BEM)

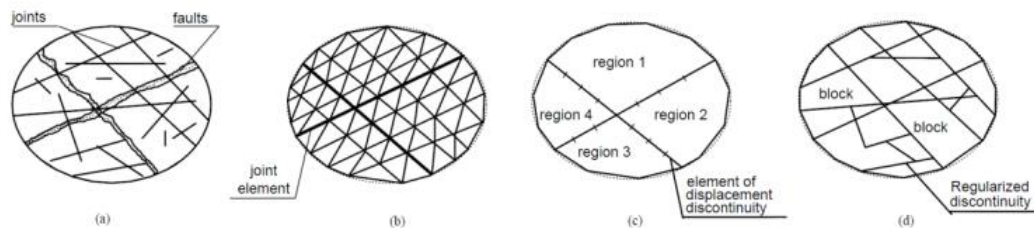


Figura 2.10 Representación de los modelos numéricos en un macizo rocoso [10]

2.3.2.1 Elementos finitos (FEM)

El método de elementos finitos en un método continuo el cual permite resolver ecuaciones diferenciales mediante ‘aproximaciones discretas’, esto quiere decir que busca una región solución, la cual está compuesta de varias subzonas interconectadas (elementos finitos) mediante la unión de sus nodos.

El análisis que se realiza se puede resumir en cinco pasos, comenzando con la discretización, ósea la división de la zona en una serie de elementos conectados por sus nodos, luego se genera una expresión matricial en función de la relación de los nodos de los elementos, lo que forma la matriz elemental, después las matrices elementales se juntan y generan la matriz global, para posteriormente establecer condiciones de borde y finalmente el conjunto de ecuaciones se resuelve con algún método matricial.

2.3.2.2 Diferencia finitas (FDM)

El método de diferencias finitas consiste en sustituir en la ecuación diferencial a resolver las fórmulas de derivación numéricas obtenidas a partir del polinomio interpolante de Newton-Gregory. Este método se sujeta a las mismas reglas del polinomio interpolante, particularmente en lo relativo al espaciamiento constante y al pivoteo [10].

La principal diferencia con el FEM radica en cómo se soluciona el problema, puesto que, en el FDM se realiza a través del balance de fuerzas, calculo y desplazamientos nodales de manera explícita. También es importante destacar que presenta una tasa de amortiguación para cada tipo de convergencia del problema y además incorpora la no linealidad y heterogeneidad de los materiales.

2.3.2.3 Elementos de borde (BEM)

El método de elementos de borde o frontera permite resolver ecuaciones diferenciales parciales, mediante la aproximación de la variables y frontera del método, esto conlleva a que se presenten menos variables a resolver que en el resto de los métodos.

El método BEM tiende a ser más eficiente que el resto de los métodos, dado al número de variables a resolver, a pesar de esto presenta dificultades a la hora de incluir heterogeneidad y no linealidad de los materiales.

2.4 FLAC3D

FLAC3D (*Fast Lagrangian Analysis of Continua in 3 Dimensions*) es un software desarrollado por *Itasca Consulting Group* el cual tiene como base el método de diferencia y volúmenes finitos. Es uno de los programas de análisis numérico más completos y utilizados en las áreas de geotécnica y minería.

El software permite analizar problemas estáticos y dinámicos no lineales en pequeñas o grandes deformaciones con prácticamente cualquier geometría, ya sea en suelo o en roca y teniendo en cuenta o no el acoplamiento hidromecánico. Incorpora una gran variedad de modelos constitutivos elásticos, plásticos y elasto-viscoplásticos, así como elementos lineales y superficiales especialmente concebidos para modelizar vigas, pilotes, anclajes, bulones y placas. Así mismo, permite considerar planos de deslizamiento y la interacción suelo-estructura por medio de elementos de tipo “interfase” [11].

Dentro de los problemas que puede llevar a cabo el software se pueden encontrar el análisis de esfuerzos, procesos de fortificación, el análisis de materiales deformables o rígidos, cálculo de factores de seguridad para casos de estabilidad ya sea labores mineras o pilares, análisis de deformaciones y desplazamientos, influencia de fallas o discontinuidades en los procesos mineros, entre otros.

Los dos últimos problemas señalados son los que se estudiarán a lo largo del estudio con la ayuda del software FLAC3D, dado a la capacidad que este programa tiene para resolver problemas complejos.

Por último, es importante comentar que el software trabaja con la implementación de mallados los cuales permiten guardar información, la cual posteriormente es analizada para la obtención de resultados, permitiendo discretizar de manera óptima problemas grandes, a esto hay que sumarle la función FISH, que es un lenguaje de programación que permite llevar a cabo con más rapidez la implementación de distintas funciones en un momento [11].

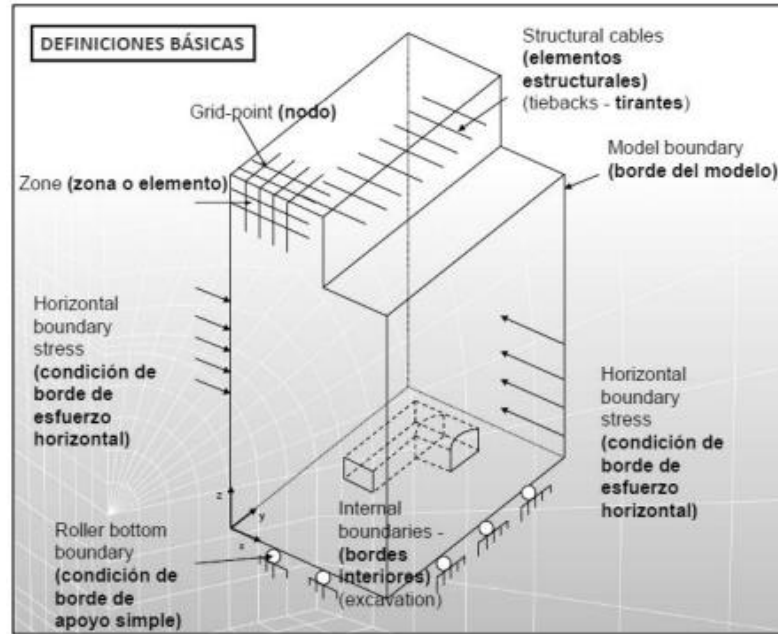


Figura 2.11 Esquema de los elementos principales utilizados en FLAC3D [12]

3 Metodología

Tal como se mencionó en el capítulo 1, para poder llevar a cabo la investigación se implementó una metodología de cinco pasos, la cual contemplaba en primer lugar la recopilación de antecedentes, luego el modelamiento numérico en el software FLAC3D, posteriormente se realiza la construcción de gráficos, se analizan los resultados y por último se desarrollan las conclusiones, a lo largo de esta sección se describirá como se llevaron a cabo cada una de estas etapas.

3.1 Recopilación de parámetros geomecánicos

Para llevar a cabo la metodología planteada en el capítulo 1, se debe hacer una búsqueda de datos geomecánicos tanto para el macizo rocoso como la falla a evaluar, que permitan realizar de buena manera el modelamiento numérico, para esto se comparan varias tesis, *papers*, entre otros, de manera de escoger el estudio que contenga la información más completa.

En primer lugar, se buscaron los datos para el macizo rocoso, los cuales fueron encontrados en dos estudios, de donde se decidió escoger el que contenía la información más completa. Los datos de ambas tesis se pueden observar en el anexo B.

Los datos escogidos para llevar a cabo el modelamiento numérico se pueden observar en la siguiente tabla:

Tabla 3.1 Parámetros geomecánicos seleccionados [13]

Parámetros Geomecánicos	Teniente 4 Regimiento
Módulo de deformación [GPa]	37
Coefficiente de Poisson [-]	0,10
Módulo deformación volumétrica [GPa]	38.3
Módulo de corte [GPa]	28
Densidad [t/m^3]	2,77
Porosidad [%]	0,11
Resistencia compresión uniaxial [MPa]	127
Resistencia a la tracción [MPa]	5
Velocidad onda P [m/s]	5976
Velocidad onda S [m/s]	2798
M_i [-]	15
σ_{ci} [MPa]	92
σ_{ti} [MPa]	-6
Cohesión [MPa]	22
Fricción [°]	39

Por otro lado, para los parámetros geomecánicos de la falla se recolectaron de un único *paper* [14], el cual proporcionaba los datos requeridos por el programa FLAC3D, estos se pueden ver reflejados en la tabla 3.4. Cabe mencionar que la falla se presentaba de manera subparalela al yacimiento.

Tabla 3.2 Parámetros geomecánicos para falla geológica según estudio [14]

Parámetros Geomecánicos	Falla
Cohesión [MPa]	0
Fricción [°]	35
Normal Stiffness [MPa/m]	$1e^{11}$
Shear Stiffness [MPa/m]	$1e^{10}$

3.2 Modelamiento numérico

Posterior a la recolección de datos geomecánicos, se procede a la creación del modelo en el *software* FLAC3D, es importante mencionar que se llevaran a cabo dos casos generales, uno con una falla con manteo de 45° y otro con manteo de 90°, a los cuales se les someterá a distintos metros de avance por tronadura.

3.2.1 Supuestos del estudio

Para llevar a cabo el correcto modelamiento numérico se decidió establecer los siguientes supuestos:

- Se evaluará una única galería, la cual tendrá orientación horizontal debido a que en la industria minera es más común que las galerías inclinadas.
- La profundidad a la que se encuentra la galería corresponde a 400m, desde una topografía horizontal regular.
- El modelo constitutivo corresponderá al de Hoek and Brown en todo el dominio.
- Se asume el valor del parámetro ‘D’, daño por tronadura como 0.5.
- El esfuerzo litostático corresponde a 9.1 MPa.
- Se asume un valor típico para la constante de esfuerzos ‘k’ de 1.5.
- El tamaño de la galería a evaluar corresponderá a 6x7 metros.

3.2.2 Modelos por simular

El estudio llevará a cabo la simulación de dos casos, el primero corresponderá a la excavación de una galería en presencia de una falla geológica con manteo de 45° y para el otro caso el manteo será de 90° , a los cuales se les someterá la evaluación de cuatro metros de avance por tronadura distintos, estos corresponden a, 0.5m, 1m, 2m y 3m.

Por lo tanto, se realizar un total de ocho modelos los cuales dependerán principalmente de las variables previamente mencionadas, para lo cual será necesario crear distintos algoritmos para cada uno, los cuales se llevarán a cabo mediante las funciones de FLAC3D y con el uso del lenguaje de programación FISH.

A continuación, se observa un esquema con los ocho modelos que se realizaran:

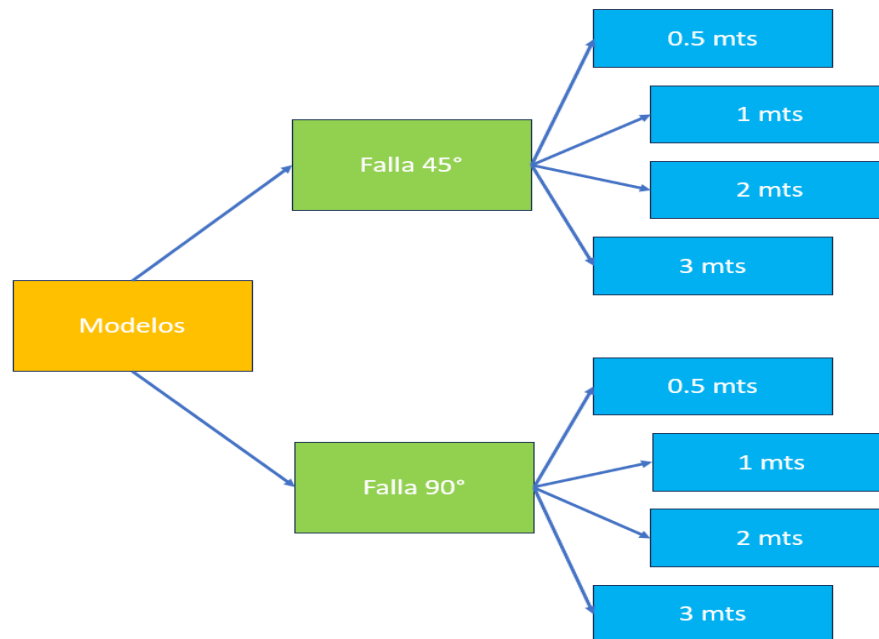


Figura 3.1 Esquema de los modelos a programar

La selección de los manteos de las fallas y de los metros de avance fue debido a que son valores típicos observados en la industria.

3.2.3 Código para simulaciones

El código para las simulaciones consta de 4 ejes importantes, los cuales se dividen en: algoritmo para la geometría del macizo rocoso, de la galería y de la falla; por otro lado, se tiene el apartado del modelo constitutivo, con sus respectivos parámetros; en tercer lugar, se encuentra la

generación de curvas, mediante funciones de FLAC3D; y por último la excavación de la galería mediante la utilización de FISH la cual varía en función de los metros por tronadura a evaluar.

3.2.3.1 Algoritmo para geometría

La primera parte del código se preocupa principalmente de generar la geometría del macizo rocoso, de la galería y la falla, los dos primeros se generan a partir de cuatro funciones los cuales se componen de un mallado densificado, es decir, que la malla se compone de muchos elementos pequeños, permitiendo que más adelante se pueda obtener una información más detallada de las variables a estudiar.

El tamaño del modelo corresponde a 180x90x160m, esto fue definido principalmente para poder agilizar todos los procesos llevados a cabo por el programa, dado a que modelos muy grandes le toman una mayor cantidad de tiempo para resolverlos, en cambio los pequeños no, es por esto que previamente se calculó el esfuerzo litostático al cual se someterá el macizo, de manera de simular correctamente la profundidad, por otro lado, la galería es de 6x7m y de 90m de largo.

Para la creación de la falla se usó la función ‘zone interface’ para separar dos zonas que fueron previamente designadas de manera que se pudiera originar la estructura geológica entre estas, la cual respeta los manteos previamente designados a evaluar, de 45° y 90°.

FLAC3D 7.00
 ©2023 Itasca Consulting Group, Inc.
 Academic Model

Zone Group
 □ Default=galeria
 □ Default=rock1
 □ Default=rock2

Interface Uniform
 ■ Interface

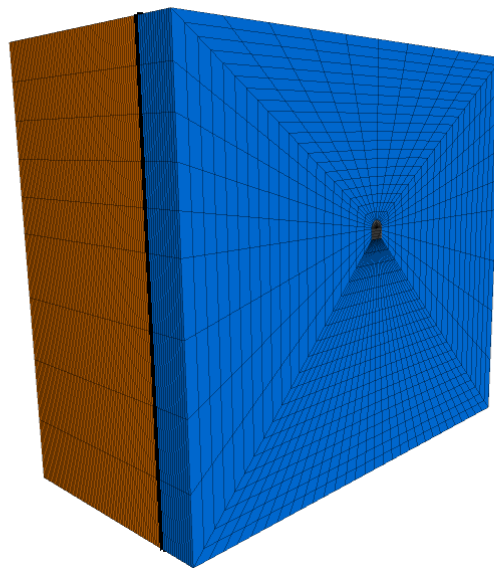


Figura 3.2 Vista isométrica del modelo generado en FLAC3D con falla de 90°

Cabe mencionar que el mallado varía en función de la falla a evaluar y de los metros por tronadura a efectuar, debido a que la programación de la tronadura se guía en función del tamaño del mallado a aplicar, por ejemplo, si se evalúa un metro de avance de 2 mts, el tamaño de mallado en su largo deberá ser de la misma medida, para realizar correctamente la excavación.

3.2.3.2 Modelo constitutivo

La segunda fase del modelo se centra en el desarrollo del modelo constitutivo el cual para esta investigación corresponde al de Hoek and Brown, debido a que permite integrar mayores variables de interés, además de poder contar con el parámetro D , el cual permite ingresar la influencia de la tronadura en la excavación, no así el modelo de Mohr-Coulomb que integra menos variables con lo cual no permite obtener un resultado óptimo para lo que requiere la investigación.

Las variables por aplicar en el modelo de Hoek and Brown se pueden visualizar en la tabla 3.3.

Es importante mencionar que los parámetros M_b , a y s del modelo de Hoek and Brown fueron calculados mediante las ecuaciones 4, 5 y 6.

El valor para el GSI fue de 70 [13], el cual se utilizó en las ecuaciones anteriormente mencionadas, dando como resultado los valores reflejados en la tabla 3.5

Tabla 3.3 Parámetros para Hoek-Brown calculados según GSI

Parámetros Hoek and Brown	Valor
M_b	3.59
a	0.5
s	0.018

Otro punto importante fue definir las condiciones de borde del modelo, las cuales se establecieron para restringir los movimientos de las caras del cubo, además de esto se aplicó un esfuerzo vertical inicial de 9.1MPa para simular la profundidad de 400 metros y con la aplicación del factor k de esfuerzos de 1.5, permitió establecer esfuerzos horizontales iniciales de 13.7MPa.

Por otro lado, los parámetros geomecánicos de la falla fueron ingresados según lo descrito en la tabla 3.4.

3.2.4 Parámetros de salida

La tercera parte del código es esencial para la generación de las curvas, puesto que mediante la función ‘History’ de FLAC3D permite obtener un monitoreo detallado de las variables a estudiar para el presente estudio, las cuales corresponden a desplazamiento y deformación.

Este monitoreo se decidió implementarlo en ocho arcos alrededor de la galería, los cuales se repartieron a través de los primeros 30m de esta, donde se escogieron 5 arcos internos y 3 externos. La evaluación de estos se llevó a cabo mediante la selección de tres puntos, dos a la mitad de cada pared del túnel y uno en el centro del techo. El siguiente esquema muestra gráficamente como están distribuidos a lo largo de la galería.

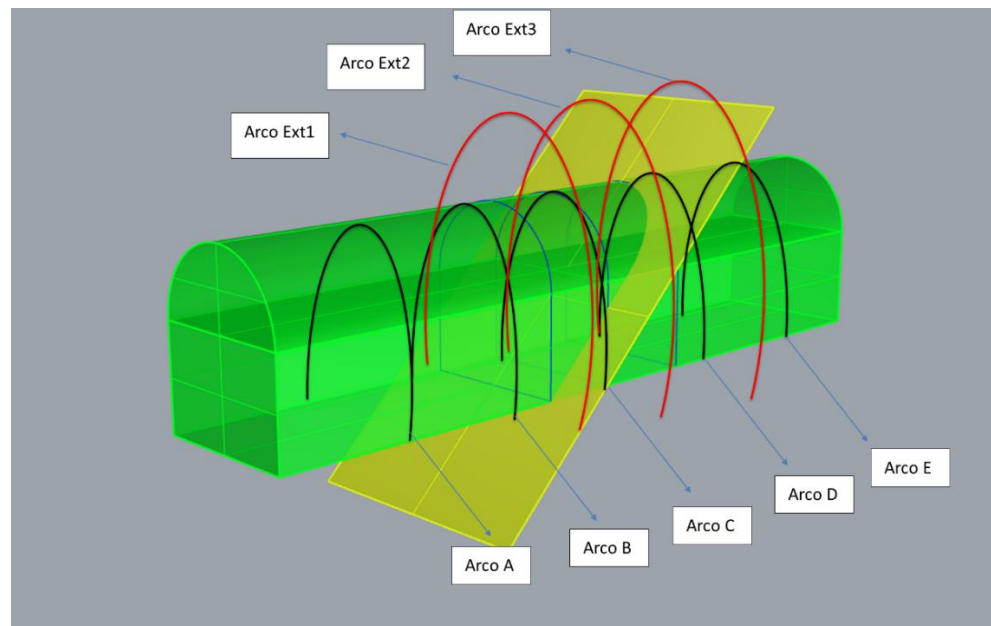


Figura 3.3 Esquema de los arcos distribuidos en la galería

La ubicación de los puntos a evaluar en los arcos se registró en la siguiente tabla:

Tabla 3.4 Coordenadas de la ubicación de los puntos a evaluar en los arcos

Arcos	Coordenada pared derecha	Coordenada pared izquierda	Coordenada techo
Arco A	(3,5,2)	(-3,5,2)	(0,5,7)
Arco B	(3,10,2)	(-3,10,2)	(0,10,7)
Arco C	(3,15,2)	(-3,15,2)	(0,15,7)
Arco D	(3,20,2)	(-3,20,2)	(0,20,7)
Arco E	(3,25,2)	(-3,25,2)	(0,25,7)

Arco Ext1	(4,13,2)	(-4,13,2)	(0,13,8)
Arco Ext2	(4,17,2)	(-4,17,2)	(0,17,8)
Arco Ext3	(4,23,2)	(-4,23,2)	(0,23,8)

Las variables de desplazamiento y deformación se evaluaron en los ejes x, y, z, para así entender de mejor manera, en cual de estos se veía influenciado de mayor manera el tipo de avance por tronadura a implementar.

3.2.5 Tronadura

La última parte del código fue desarrollado con la función FISH y está enfocado en la excavación de la galería la cual tendrá como parámetros de entrada los metros de avance por tronadura de 0.5, 1, 2 y 3 metros. Es importante mencionar que la excavación se realiza sin la implementación de fortificación, para lo cual en cada metro excavado el modelo será llevado al equilibrio, simulando el efecto de despeje y saneo de la zona ya ‘tronada’.

3.2.6 Generación de curvas

Como bien se mencionó en los apartados anteriores, las curvas a generar dependerán de tres factores, el primero es el manto de la falla, en segundo lugar, los metros por tronadura y por último la variable de interés a monitorear, en este caso desplazamiento y deformación.

Las diferentes curvas serán evaluadas en los tres ejes, de manera de poder cuantificar en primer lugar, en cual de estos se reflejan desplazamientos significativos, permitiendo focalizar de mejor manera el estudio.

Otra discretización por realizar corresponderá a seleccionar los arcos en la galería que más se ven afectados por la excavación, eliminando los casos que no entregan información de relevancia. Esto lleva a generar gráficos en función de desplazamiento por metros de avance y deformación por metros de avance.

Finalmente, para visualizar el impacto real de escoger un metro de avance u otro se desarrollan gráficos individuales para cada arco de interés, de manera que se comparen las cuatro diferentes curvas de metros de avance en función de las variables críticas.

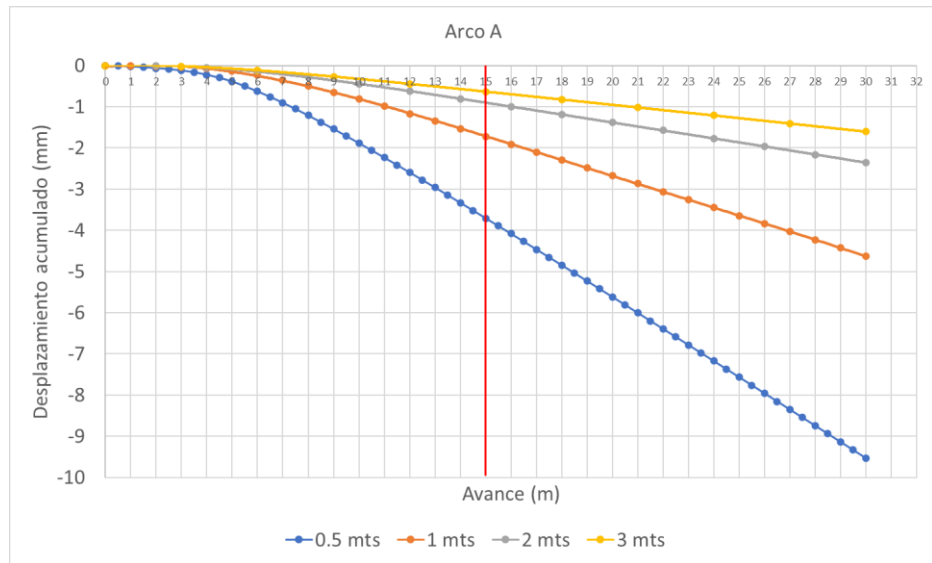


Figura 3.4 Ejemplo del resultado de la obtención de las curvas de interés

La cantidad total final de gráficos a desarrollar es de 120 los cuales se derivaron de los ocho modelos previamente descritos.

4 Caso base y validación

Para dar comienzo a la investigación se construyó un caso base el cual constaba con los mismos supuestos previamente descritos, además se decidió que se excavaría sin la presencia de falla alguna y el metro de avance correspondería a 1, esto para poder comparar con los resultados recolectados de diferentes artículos de investigación, de manera que se pudiera realizar una validación previa, para que de esta manera los resultados que se obtuvieran de los modelos a desarrollar tuvieran más valor, dado a que la investigación llevada a cabo es meramente experimental.

Para realizar este proceso se requirió buscar en la bibliografía distintos estudios de casos reales que proporcionaran mediciones de desplazamientos a lo largo de la excavación de una galería, los cuales posteriormente serían comparados con un modelo llamado ‘caso base’, el cual como se mencionó anteriormente no contenía ninguna falla y se excavaría cada 1 metro.

Este proceso considera los objetivos que tenía cada trabajo investigado, además de algunas características geomecánicas y geológicas del sector evaluado, como también la geometría de las galerías.

Dado que, de manera general el monitoreo de los desplazamientos en las galerías no son recopilados y analizados, no se encontraron muchas investigaciones sobre esto, con lo cual la comparación se pudo llevar a cabo con cuatro artículos de investigación, a los cuales les faltaba alguna información de los tópicos que se evaluarían para realizar la validación [15], [16], [17].

Se generó una tabla la cual se puede observar en el anexo C, que recopiló los datos más importantes de cada estudio [15], [16], [17] y se compararon con el resultado del modelo que no presentaba falla, además se relacionó el desplazamiento con la profundidad a la cual se encontraba la galería.

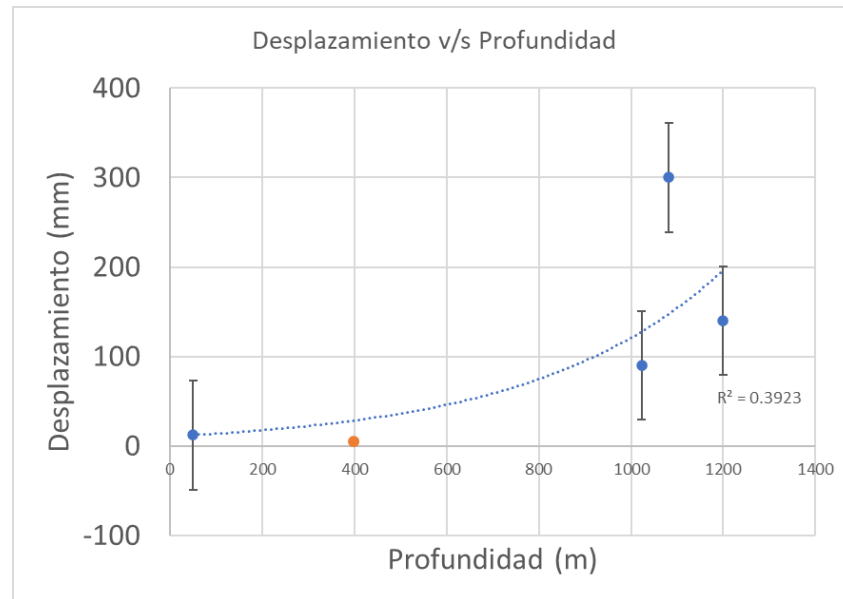


Figura 4.1 Gráfico para validación de resultados

En la figura 4.1 los puntos de color azul representan los casos recopilados y el punto naranja corresponde a lo obtenido en la presente investigación. Para realizar la línea de tendencia se utilizó una regresión exponencial la cual aproximaba de mejor manera los resultados, además de esto los puntos correspondientes a los distintos artículos poseen una barra de error para ver de mejor manera la confiabilidad del modelo llevado a cabo.

Si bien el punto naranja está separado un poco más que otros de la línea de tendencia, es un resultado esperado puesto que en el desplazamiento indican muchos más parámetros que solo la profundidad, un ejemplo de esto es el caso del estudio [15], anexo C, en el cual el tipo de roca es de muy baja calidad, lo que influye a presentar mayores desplazamientos a pesar de que esta en una profundidad mucho menor que la investigación llevada a cabo a lo largo del trabajo.

Dado a la poca cantidad de datos recopilados de la literatura, no se puede generar un ajuste muy confiable, es por esto que los resultados obtenidos a lo largo del desarrollo de la investigación no se logran aplicar a la vida real, ya que estos están sujetos a mucho error, sin embargo, con la información recopilada y comparada con el caso base se puede decir que los modelos monitoreados entregan resultados razonables.

5 Interpretación de resultados

En la actual sección se mostrarán los diferentes modelos con sus respectivos gráficos, además de generar la comparativa de las curvas que presenten un resultado significativo. Es importante mencionar que los gráficos correspondientes al desplazamiento y deformación en el eje x de las paredes izquierdas se presentaran en el anexo D, puesto que los resultados son de la misma magnitud que las derechas, también en el anexo E se adjuntaran imágenes obtenidas en el *software* FLAC3D de la excavación de la galería en función de los desplazamientos y metros avanzados.

5.1 Modelos falla 45°

Los primeros cuatro modelos desarrollados corresponden a la falla de 45°, los cuales se dividen en el avance por tronadura de 0.5, 1, 2 y 3 metros, cada uno de estos permitió desarrollar diferentes curvas que recolectaban información de cómo se iba comportando el desplazamiento y la deformación a medida que se excavaba el túnel.

5.1.1 Avance 0.5 metros

El primer avance por tronadura modelado fue el de 0.5 metros, del cual se pudo observar que los mayores desplazamientos ocurrían en el sector de las paredes, en comparación a los inducidos en el techo, también los arcos que se veían más afectados eran los ubicados al principio de la excavación, como el arco A, B, C y Ext1.

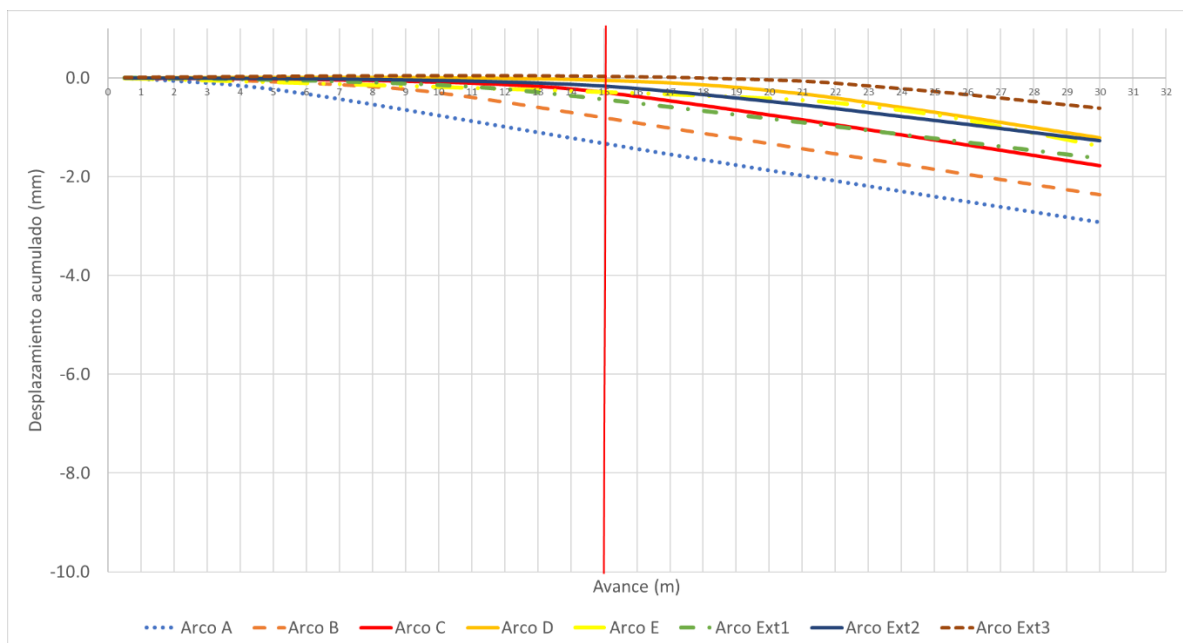


Figura 5.1 Desplazamientos acumulados en techos en eje z para avance 0.5 m - falla 45°

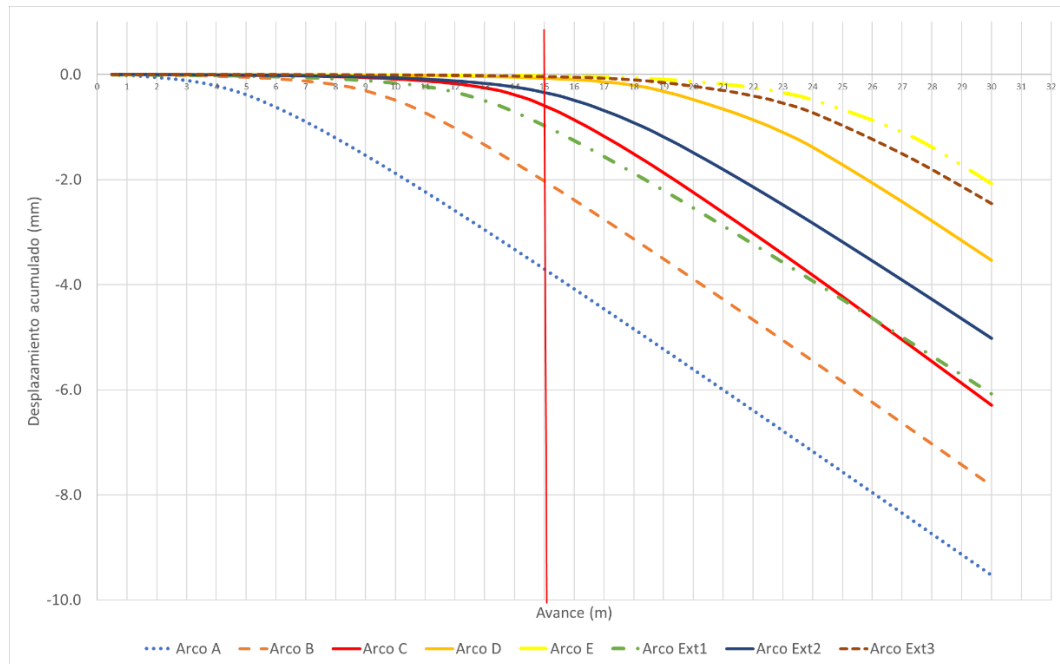


Figura 5.2 Desplazamientos acumulados en pared derecha en eje x para avance 0.5 m - falla 45°

Como se puede observar los valores de los desplazamientos son negativos, esta conversión la utiliza el software FLAC3D para indicar que el movimiento del material ocurre hacia la dirección negativas de los ejes, en este caso hacia abajo y a la izquierda. La línea roja vertical roja representa la ubicación de la falla.

Los mayores valores alcanzados son de casi 10 mm en el caso de las paredes y para los techos de 2.9 mm aproximadamente.

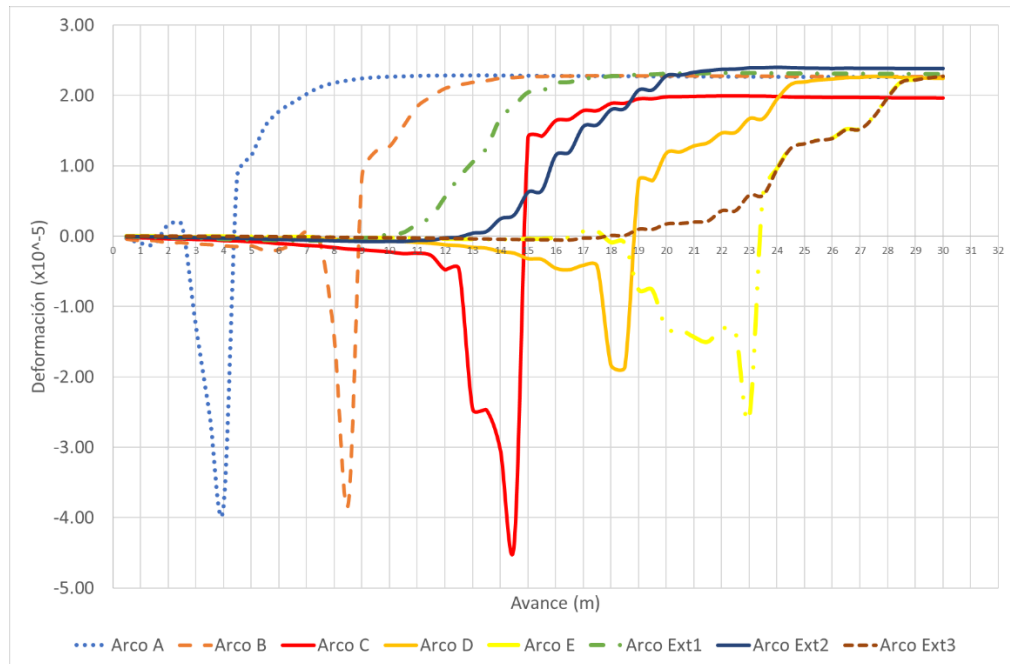


Figura 5.3 Deformación en pared derecha en eje x para avance 0.5 m- falla 45°

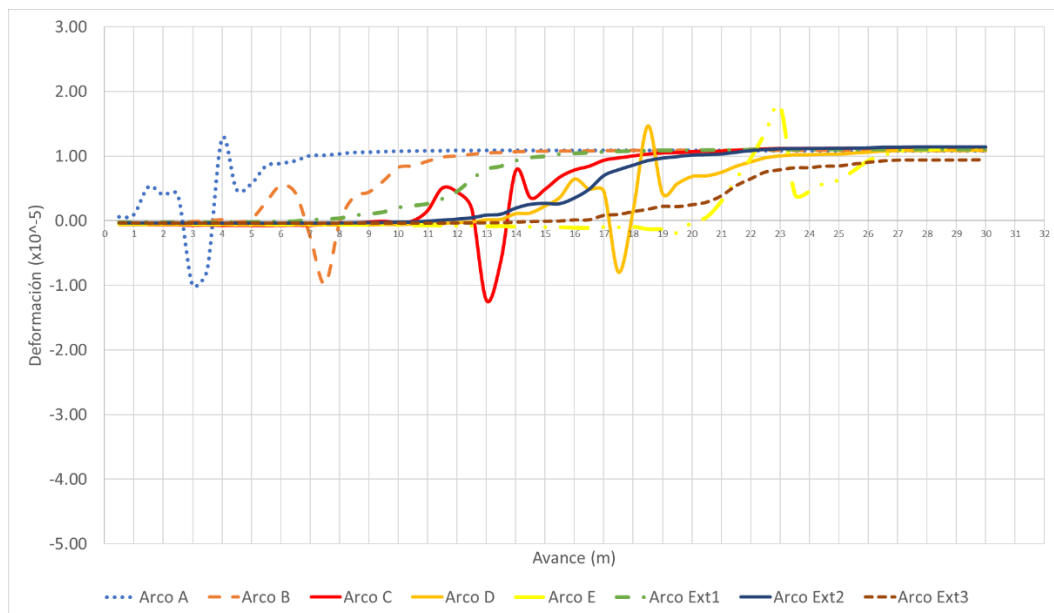


Figura 5.4 Deformación en techos en eje z para avance 0.5 m - falla 45°

El comportamiento de la deformación es similar, generándose en un principio un *peak* de compresión y luego un efecto de tracción, llevando luego al equilibrio del punto. En el caso de los arcos exteriores el efecto de compresión es casi nulo, en su lugar solo se ve reflejado la tracción del sector. Este efecto anterior puede deberse principalmente a la ubicación de los puntos evaluados en los arcos exteriores, los cuales al no estar en el contorno pleno de la galería no se ven afectados

directamente por la excavación, por lo tanto, el efecto de compresión que se observan en el resto de los arcos no les afecta.

5.1.2 Avance 1 metro

El segundo modelo llevado a cabo fue el de 1 metro de excavación por tronadura, el cual se comportó de manera similar al de 0.5 metros, pero con la diferencia que los valores máximos encontrados en los desplazamientos fueron menores, también se repite que los arcos que se vieron más afectados fueron el A, B, C y Ext1.

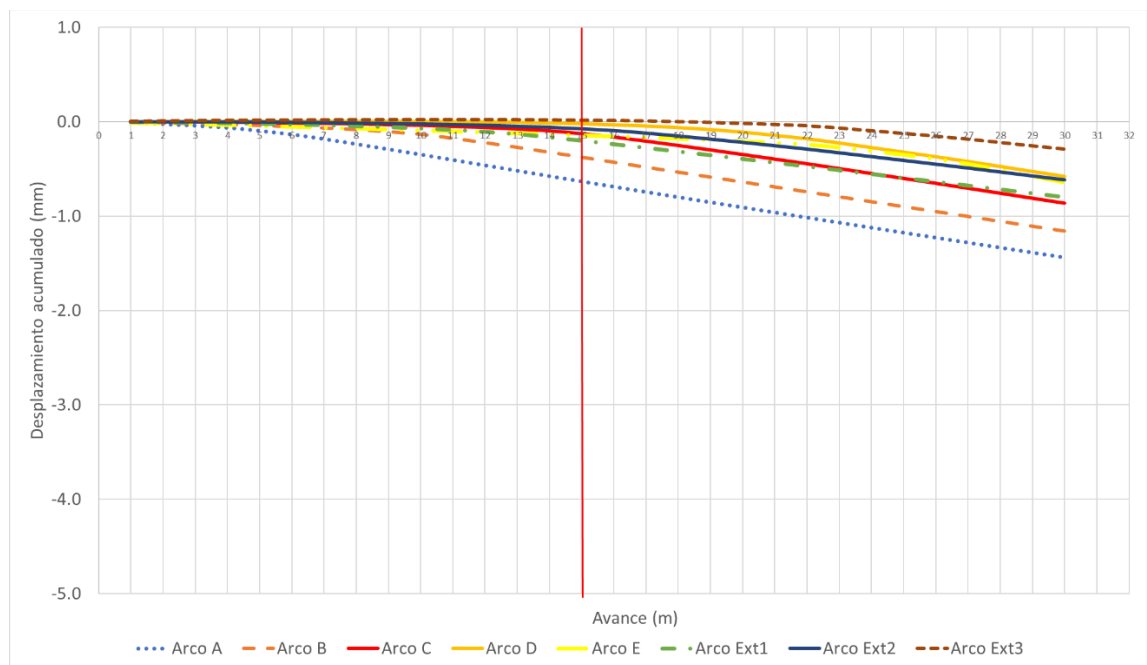


Figura 5.5 Desplazamientos acumulados en techos en eje z para avance 1 m - falla 45°

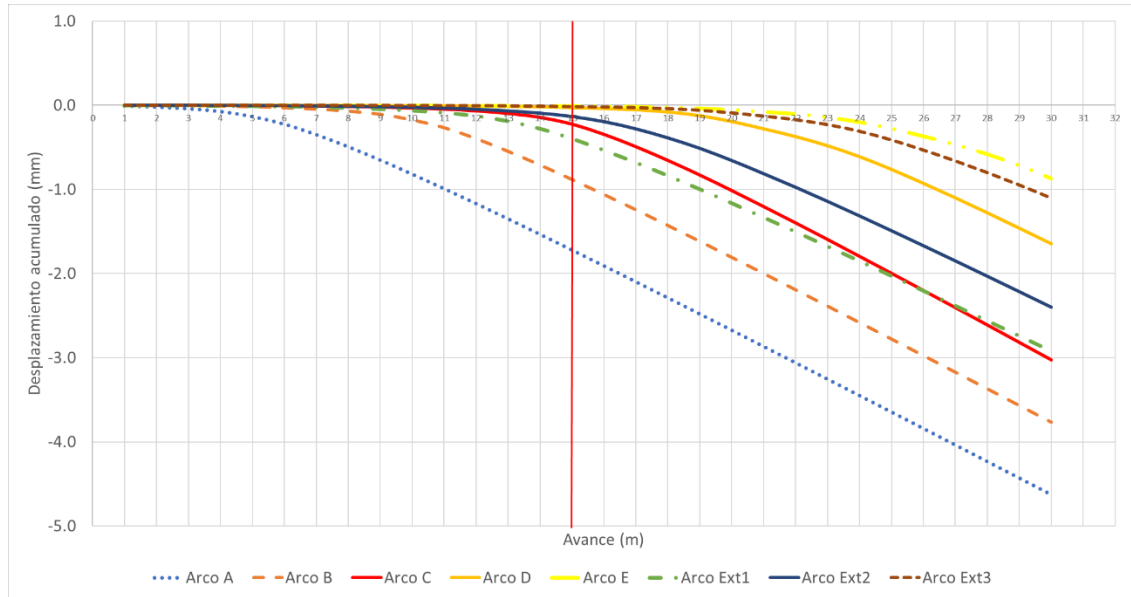


Figura 5.6 Desplazamientos acumulados en pared derecha en eje x para avance 1 m - falla 45°

Los valores máximos registrados fueron de 1.42 mm aproximadamente para el techo y de 4.5 mm para la pared.

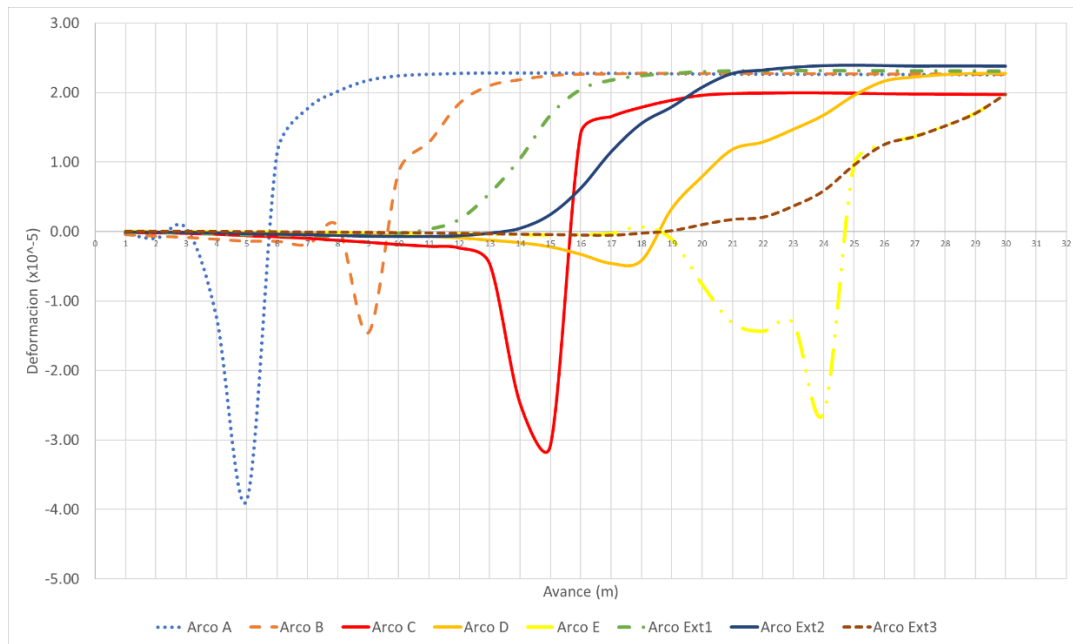


Figura 5.7 Deformación en pared derecha en eje x para avance 1 m - falla 45°

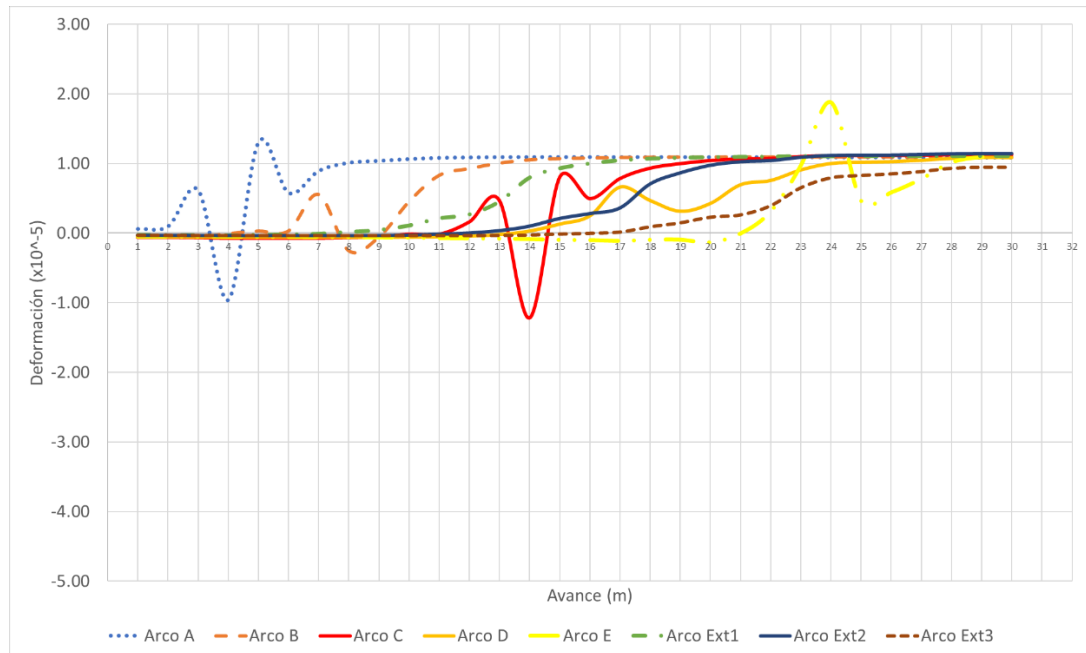


Figura 5.8 Deformación en techos en eje z para avance 1 m - falla 45°

En comparación al avance de 0.5 metros algunos arcos presentaron menores *peak* de compresión, como el arco B, por otro lado, el arco D en la deformación en el eje z, cambio de un *peak* de compresión a uno de solo tracción, los arcos exteriores mantuvieron su comportamiento al modelo presentado anteriormente.

5.1.3 Avance 2 metros

El tercer modelo se comporta de manera similar al anterior, disminuyendo el desplazamiento generado por la excavación aproximadamente en un 50%, los arcos mayormente desplazados se mantienen, demostrando una tendencia a la disminución del movimiento del macizo al aumentar la tasa de metros por tronadura excavado.

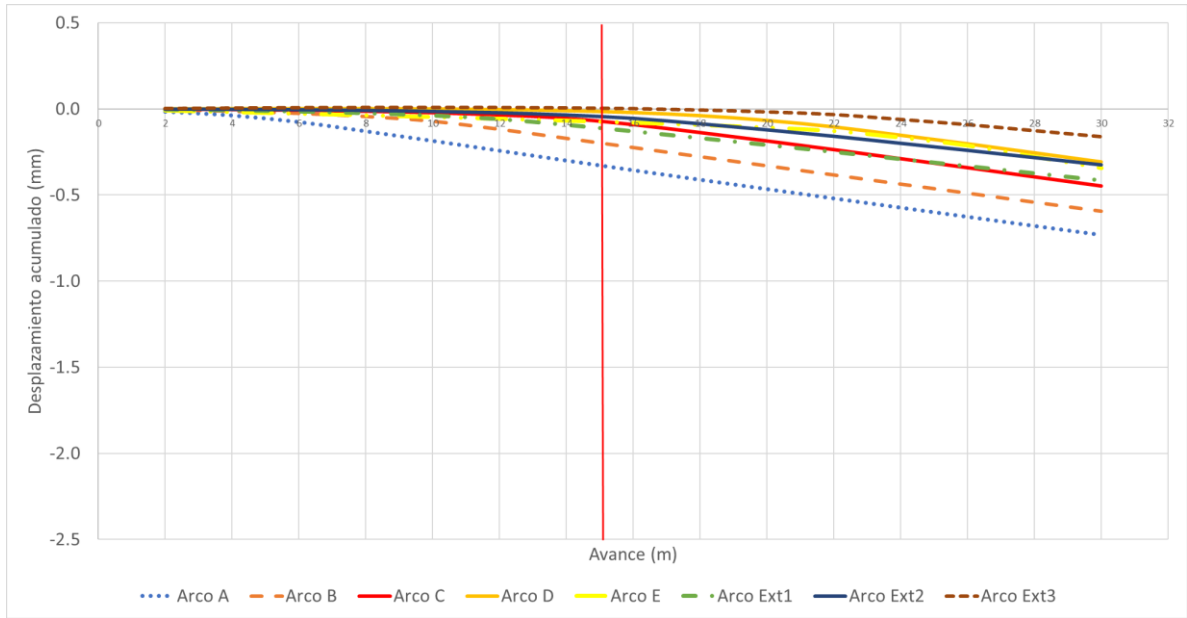


Figura 5.9 Desplazamientos acumulados en techos en eje z para avance 2 m - falla 45°

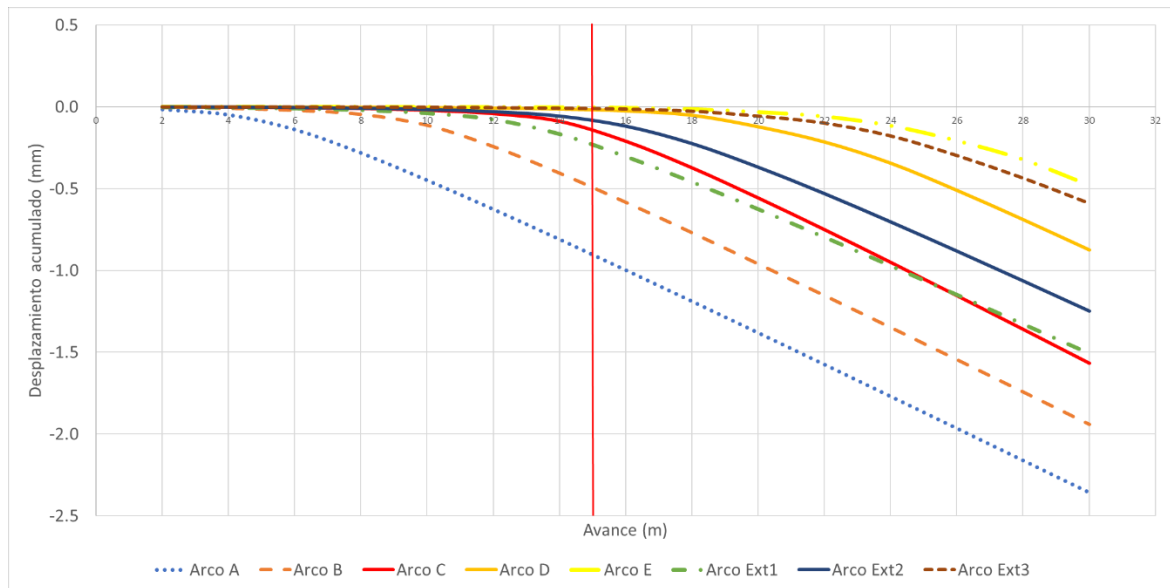


Figura 5.10 Desplazamientos acumulados en pared derecha en eje x para avance 2 m - falla 45°

Para este modelo se registraron valores máximos de desplazamiento de 0.73 y 2.4 mm, para los ejes z y x respectivamente.

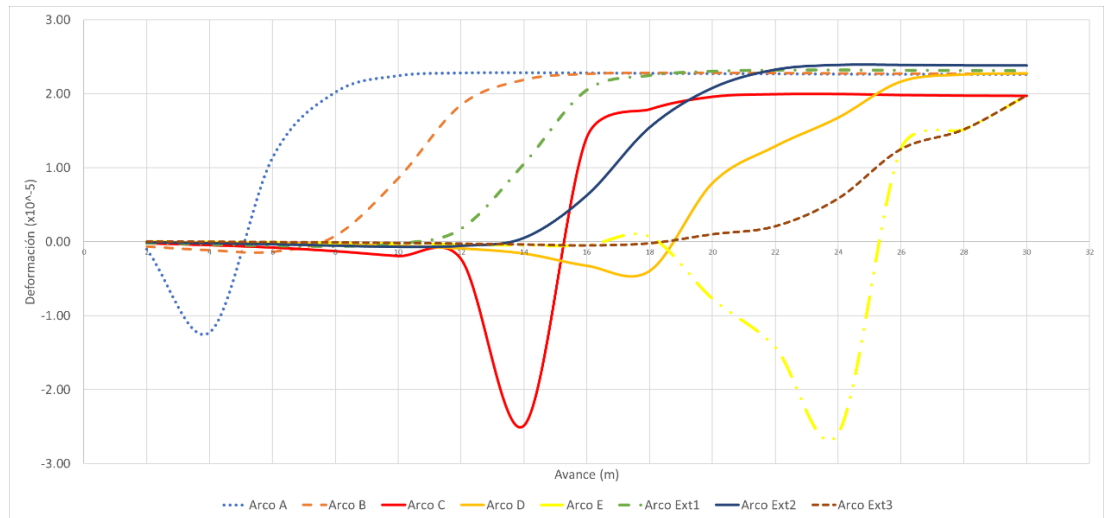


Figura 5.11 Deformación en pared derecha en eje x para avance 2 m - falla 45°

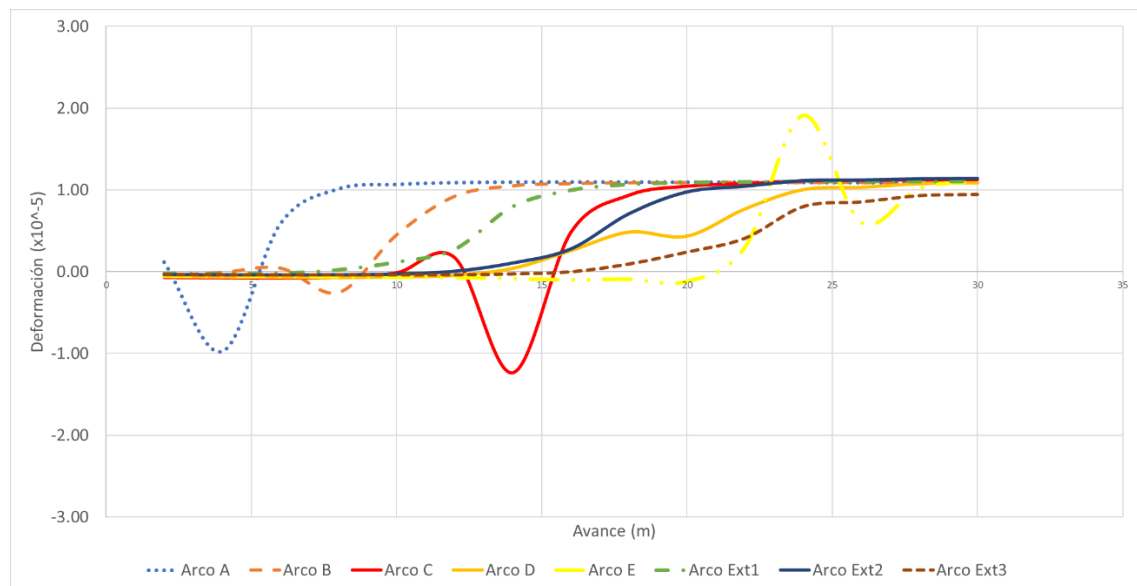


Figura 5.12 Deformación en techos en eje z para avance 2 m - falla 45°

Las deformaciones en este caso se suavizaron más, los arcos A y B disminuyeron su *peak* de compresión, llegando a solo visualizarse tracción en el lugar. Por otro lado, si se analiza el arco E se puede observar que está sometido a distintos efectos, siendo en la pared un movimiento de compresión y en el techo de tracción, este fenómeno puede deberse a la misma compresión que está ocurriendo en las paredes de dicho arco, dado a que es un valor grande según la magnitud registrada, esto produce que las paredes se ‘acorten o se ‘acerquen’ entre sí, lo cual produce un efecto de estiramiento en el techo. Este fenómeno ocurre de igual manera en el resto de los metros de avance evaluados.

5.1.4 Avance 3 metros

El último modelo construido para la falla de 45° corresponde al avance de 3 metros por tronadura, el cual ha proporcionado los menores desplazamientos de los cuatro casos evaluados, lo que indicaría a priori que mayores avances proporcionan una mayor estabilidad del sector, con los parámetros geomecánicos escogidos.

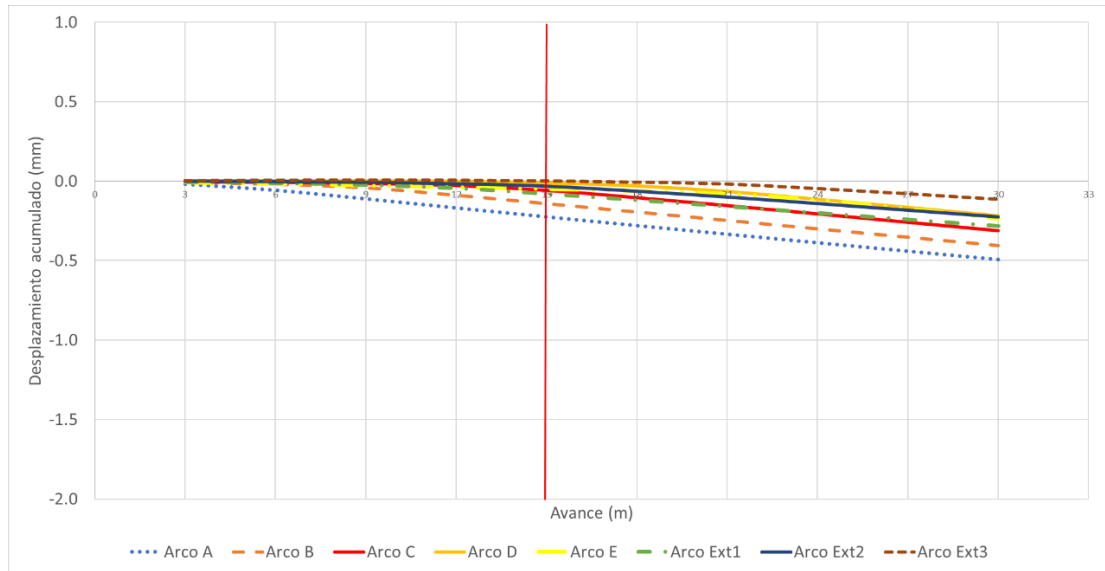


Figura 5.13 Desplazamientos acumulados en techos en eje z para avance 3 m - falla 45°

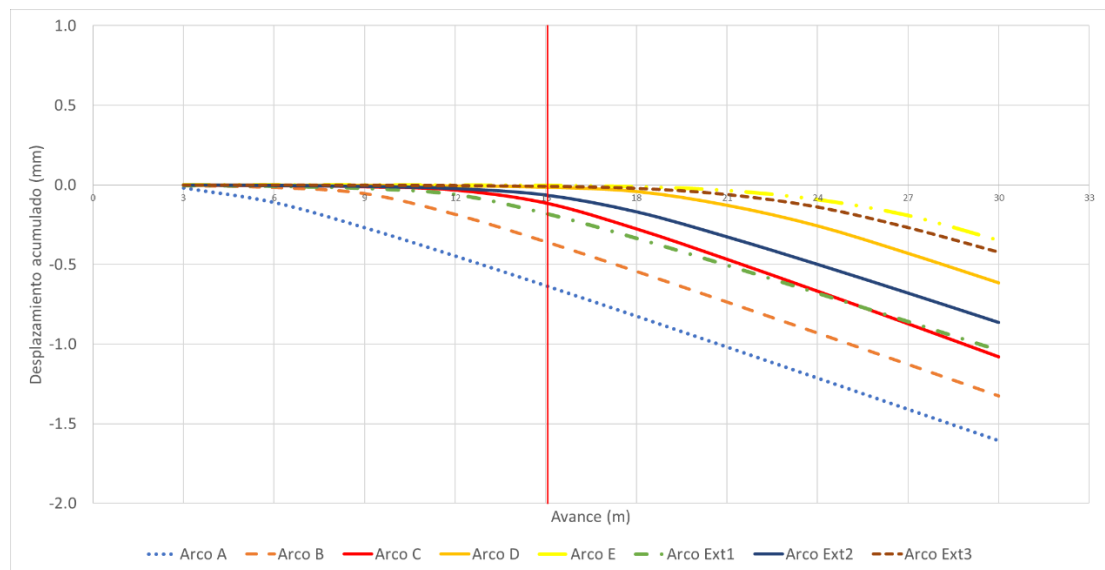


Figura 5.14 Desplazamientos acumulados en pared derecha en eje x para avance 3 m - falla 45°

En este caso se registraron desplazamientos máximos para el techo y la pared de 0.5 y 1.8 mm respectivamente.

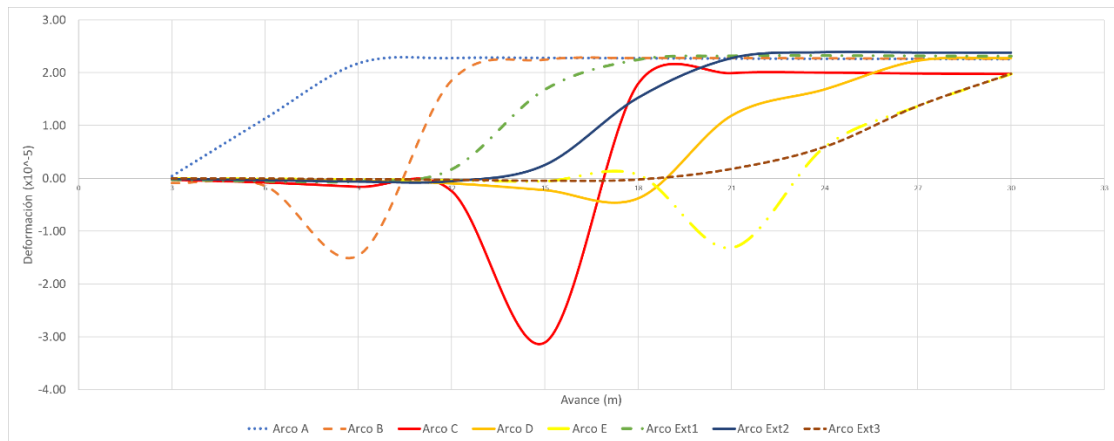


Figura 5.15 Deformación en pared derecha en eje x para avance 3 m - falla 45°

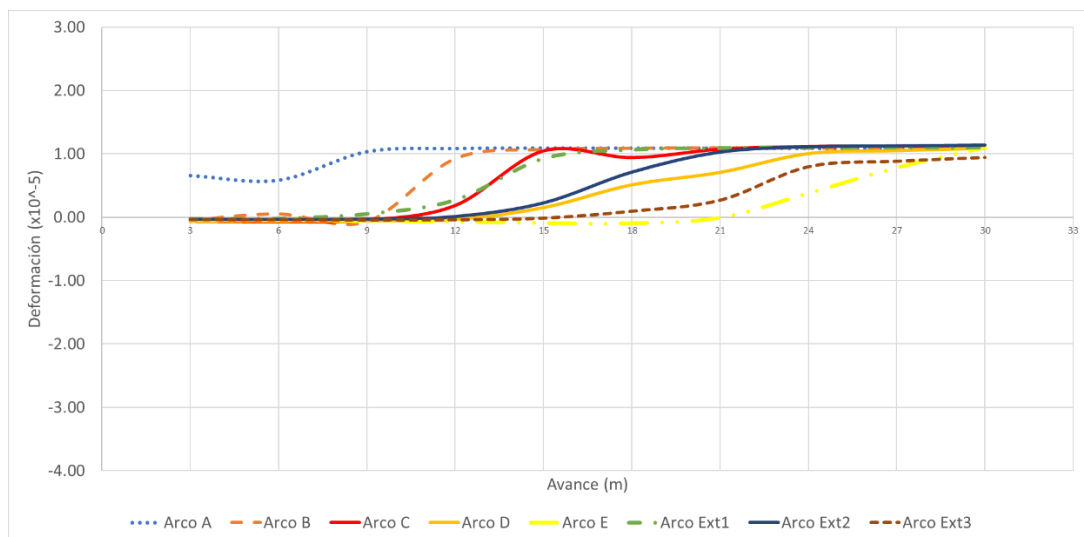


Figura 5.16 Deformación en techos en eje z para avance 3 m - falla 45°

El estado de las deformaciones siguió alguna de las tendencias de los casos previos, el *peak* de compresión de al arco A disminuyó al punto de ser una curva de pura tracción tanto para las paredes y techo, el arco B en las paredes vio aumentado el *peak* de compresión. Una observación importante es que las deformaciones ocurridas en el techo de las excavaciones disminuyeron su efecto de compresión casi por completo, convirtiéndose en movimientos de tracción, esto puede deberse principalmente al efecto de aumentar el metro de avance, ya que si se compara con los resultados de los avances de 0.5, 1 y 2 metros, el efecto de compresión ocurrido en el techo fue disminuyendo a tal punto que solo se observa un efecto de elongación de este, lo que puede sugerir

que se genera una menor acumulación de esfuerzos al ir incrementando el avance en la zona superior de la galería.

5.2 Modelos falla 90°

Al igual que para el caso de la falla de 45°, se evaluaron los mismo cuatro metros de avance por tronadura, para ver si se cumplía la misma tendencia visualizada anteriormente o si cambiaba en algún punto el resultado, por otro lado, se buscó evaluar la incidencia del manto de la falla en los desplazamientos.

5.2.1 Avance 0.5 metros

Al igual que para el modelo de 45°, se comenzó con el avance de 0.5 metros, el cual anteriormente había producido los mayores desplazamientos, en este caso se reflejan resultados menores en comparación al modelo anterior, lo cual se puede atribuir al efecto del manto de la falla, lo que sugiere en un principio que inclinaciones mayores llevan a observar desplazamientos mayores, pero se mantienen los mismos cuatro arcos que más se desplazan.

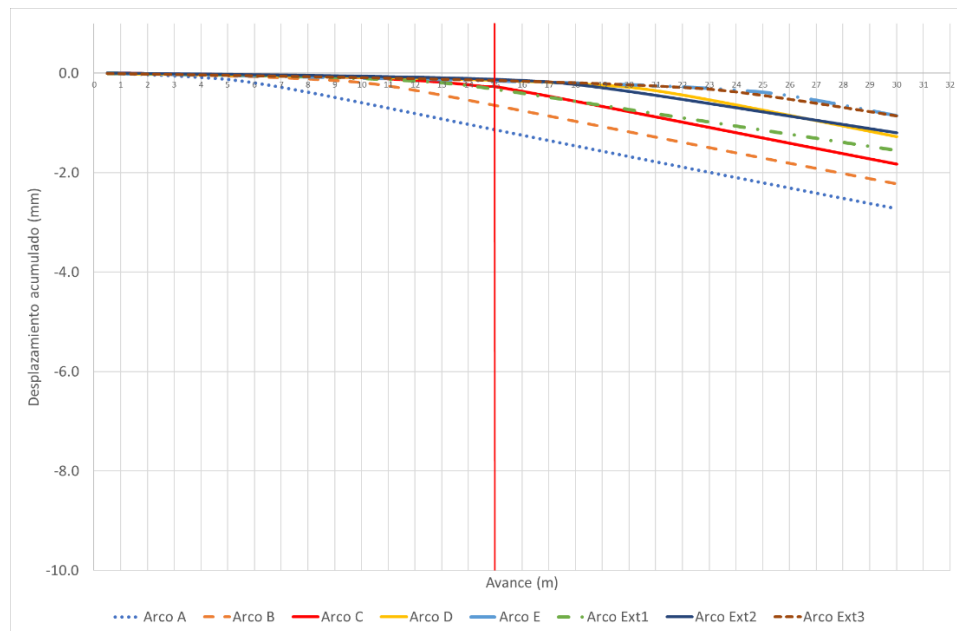


Figura 5.17 Desplazamientos acumulados en techos en eje z para avance 0.5 m - falla 90°

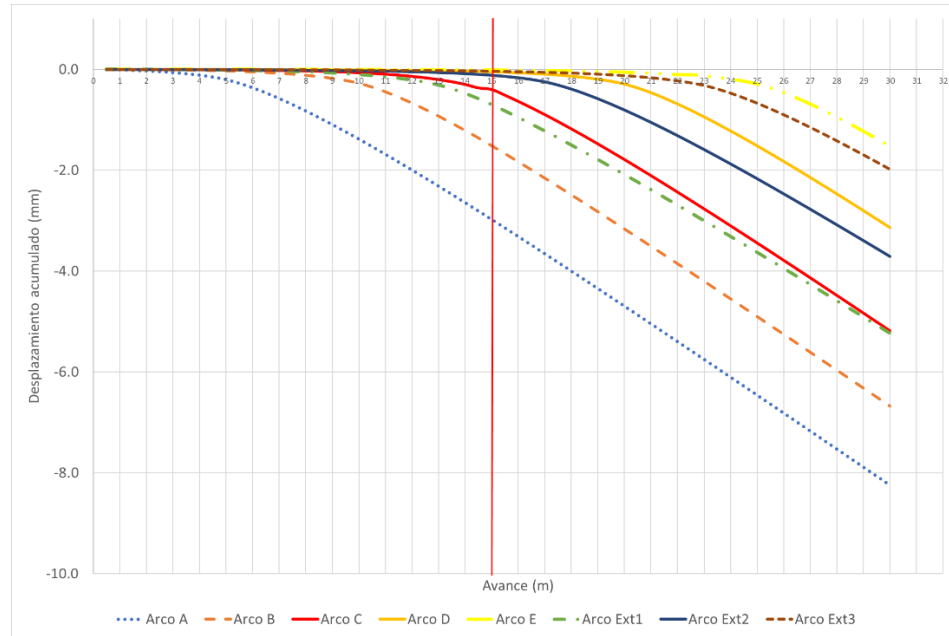


Figura 5.18 Desplazamientos acumulados en pared derecha en eje x para avance 0.5 m - falla 90°

Los desplazamientos máximos observados en el techo son de 2.7 mm y en las paredes de 8.2 mm.

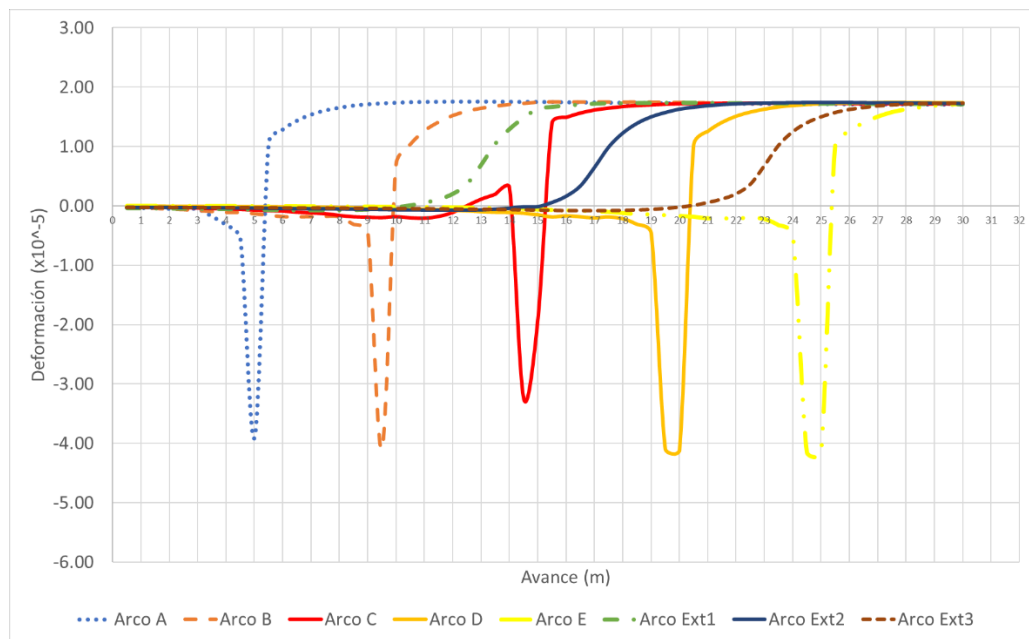


Figura 5.19 Deformación en pared derecha en eje x para avance 0.5 m - falla 90°

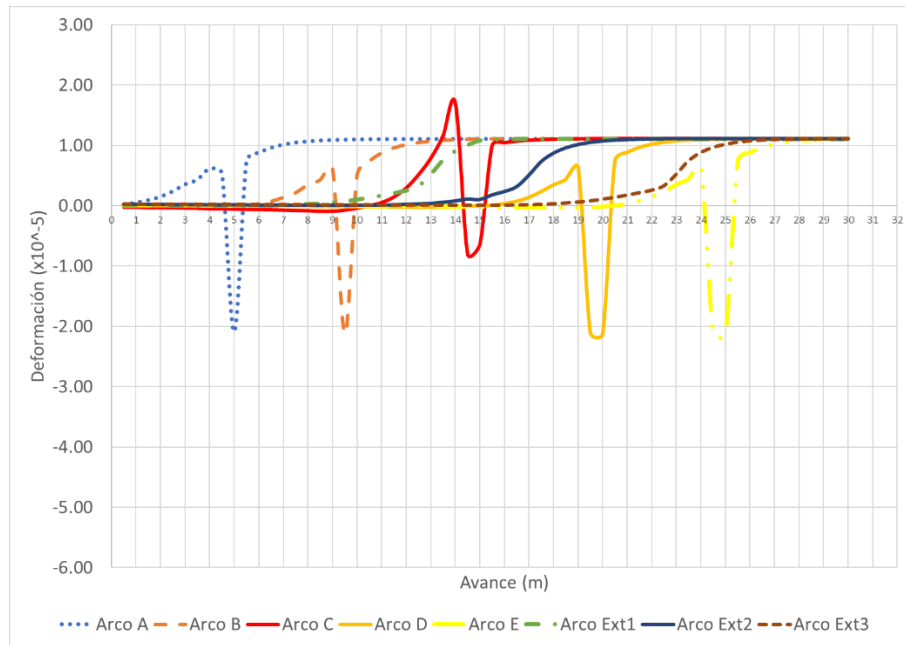


Figura 5.20 Deformación en techos en eje z para avance 0.5 m - falla 90°

Las deformaciones generadas en los arcos interiores presentan un *peak* de compresión, las cuales van disminuyendo hasta ser movimientos de tracción que llegan al equilibrio, es importante destacar que en el arco C, en la deformación en el techo presenta un *peak* de tracción mucho mayor que el observado en la falla de 45°, el cual luego es acompañado por uno de compresión, fenómeno que puede deberse al contacto con la falla y al manto de esta.

5.2.2 Avance 1 metro

Para el avance de 1 metro se reflejó una disminución de los desplazamientos registrados, observándose una baja mayor en las paredes de las galerías que en el techo, además en el arco C se presencia un cambio más ‘brusco’ en la pendiente de la curva en comparación al resto, lo que puede deberse al contacto con la falla, ya que el punto evaluado está precisamente en la ubicación de la estructura geológica, la cual posee un manto de 90°, lo que lleva a sugerir que se produce un plano de debilidad mayor en este arco, ya que este pertenece completamente a la falla, en comparación al caso de 45° donde la falla solamente lo atravesaba.

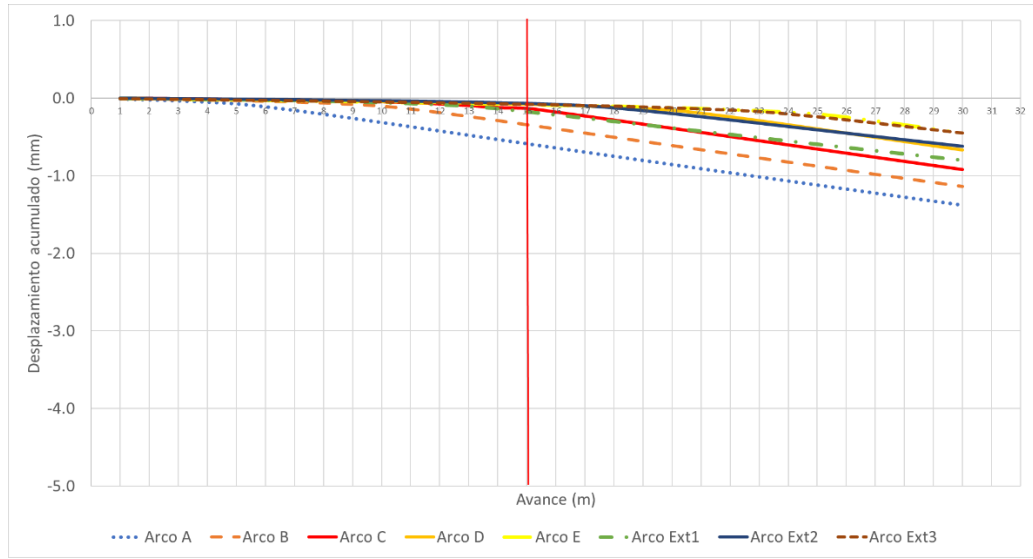


Figura 5.21 Desplazamientos acumulados en techos en eje z para avance 1 m - falla 90°

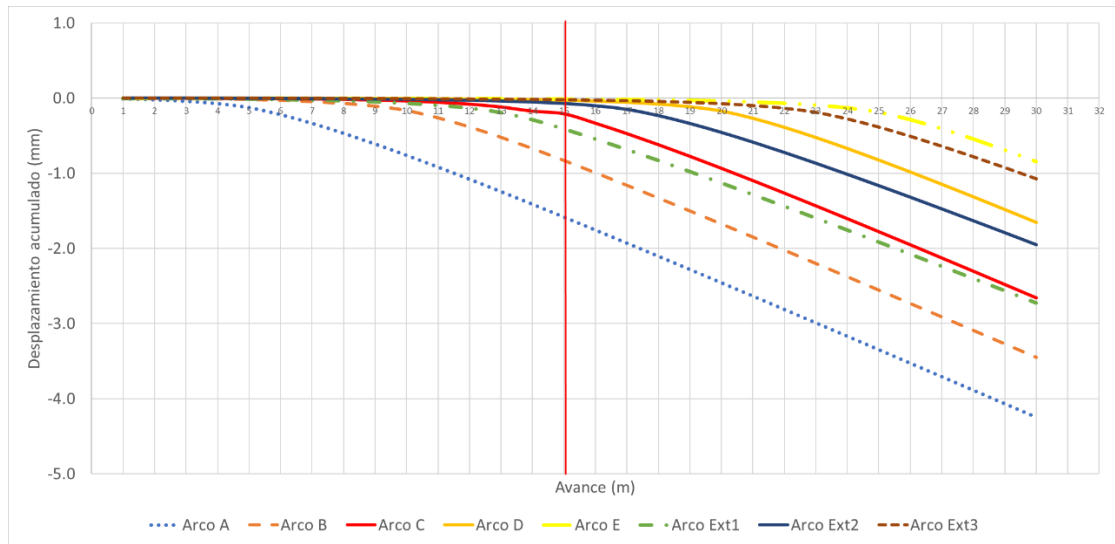


Figura 5.22 Desplazamientos acumulados en pared derecha en eje x para avance 1 m - falla 90°

Los desplazamientos máximos registrados fueron de 1.38 mm y 4.20 mm para el techo y las paredes respectivamente.

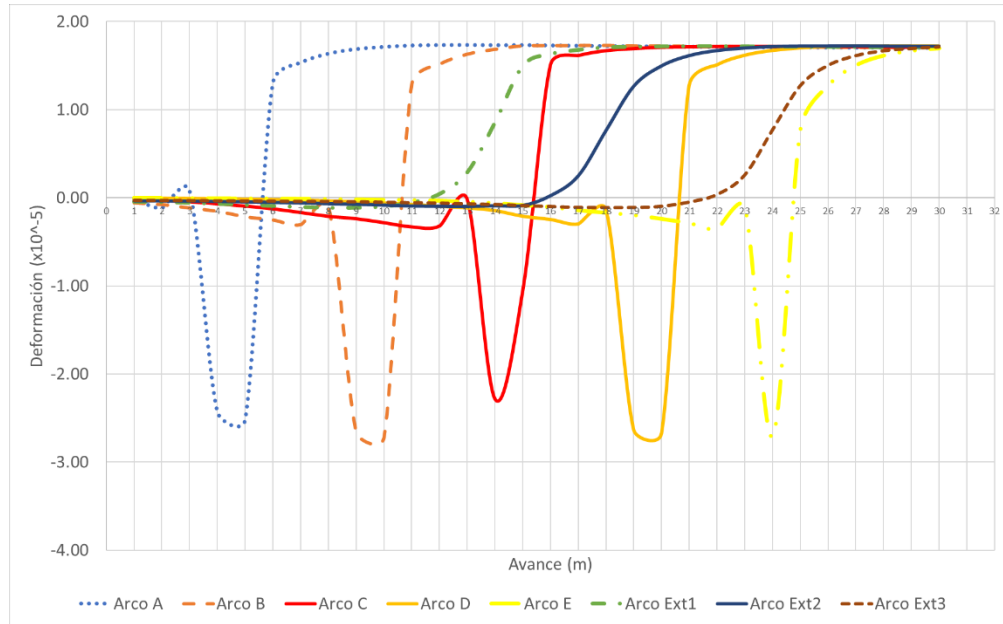


Figura 5.23 Deformación en pared derecha en eje x para avance 1 m - falla 90°

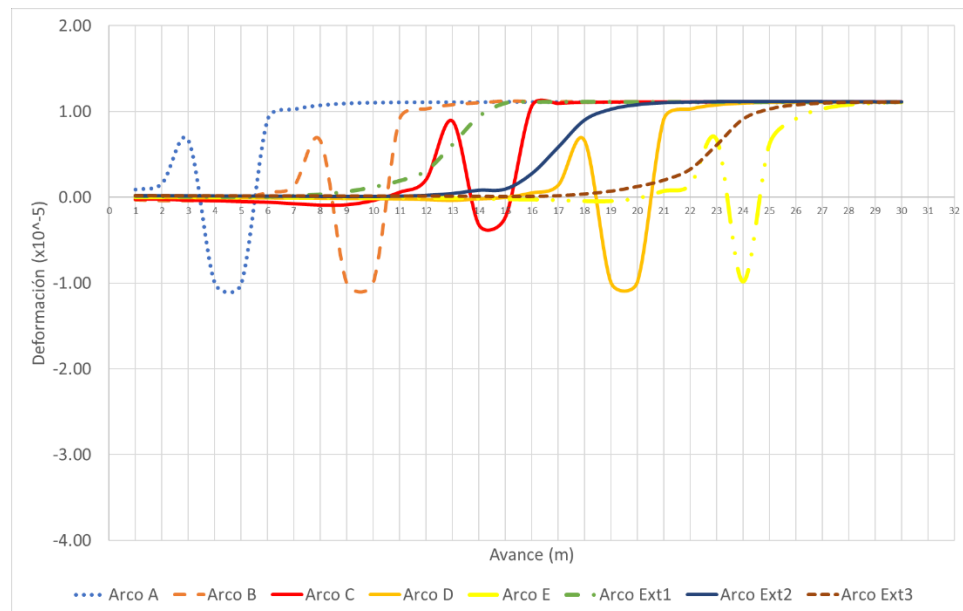


Figura 5.24 Deformación en techos en eje z para avance 1 m - falla 90°

Los *peaks* de compresión en los arcos interiores presentan un momento de relajación al acercarse al valor máximo, lo cual puede deberse al aumento en la tasa de excavación, además la deformación en el techo del arco C registró un menor valor de compresión, diferenciándose del caso de 0.5 metros.

5.2.3 Avance 2 metros

Al evaluar el nuevo avance, se puede apreciar la misma tendencia a la disminución de los desplazamientos, los cuales al igual que el en el caso de la falla de 45° , decaen en aproximadamente en un 50%.

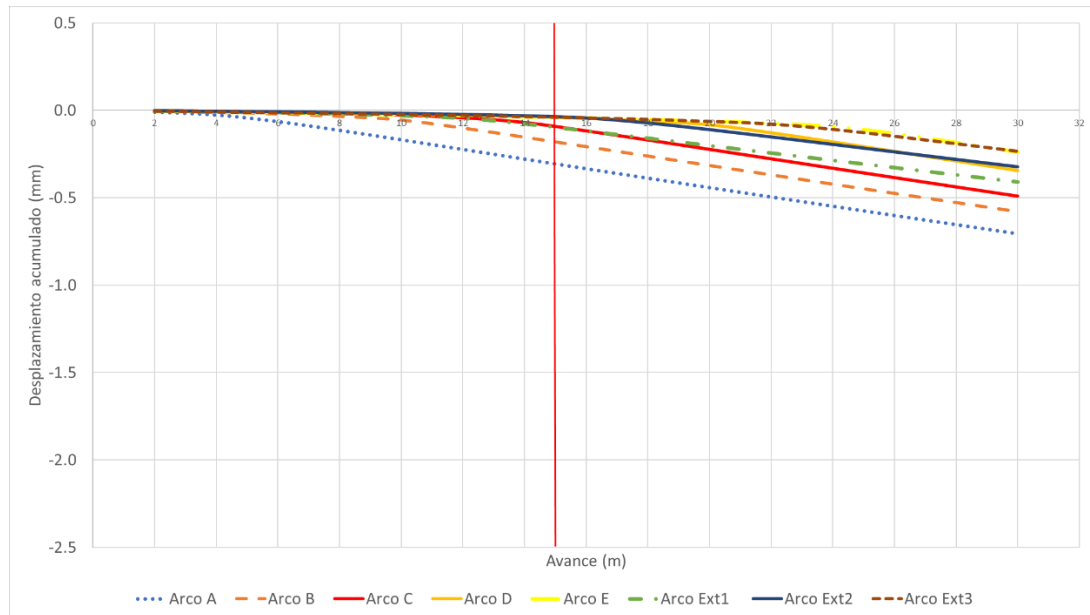


Figura 5.25 Desplazamientos acumulados en techos en eje z para avance 2 m - falla 90°

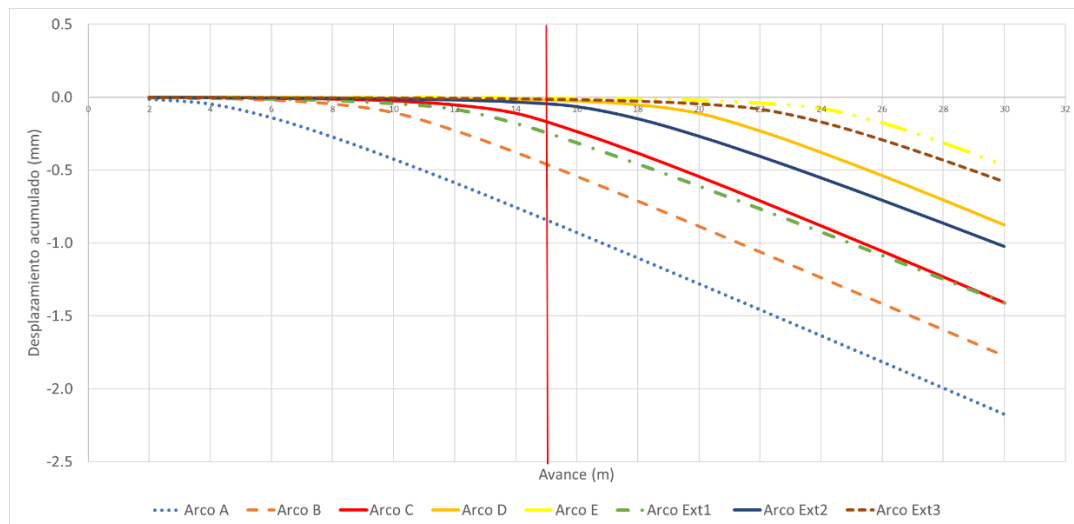


Figura 5.26 Desplazamientos acumulados en pared derecha en eje x para avance 2 m - falla 90°

Los valores máximos registrados fueron de 2.2 y 0.7 mm para las paredes y techo respectivamente

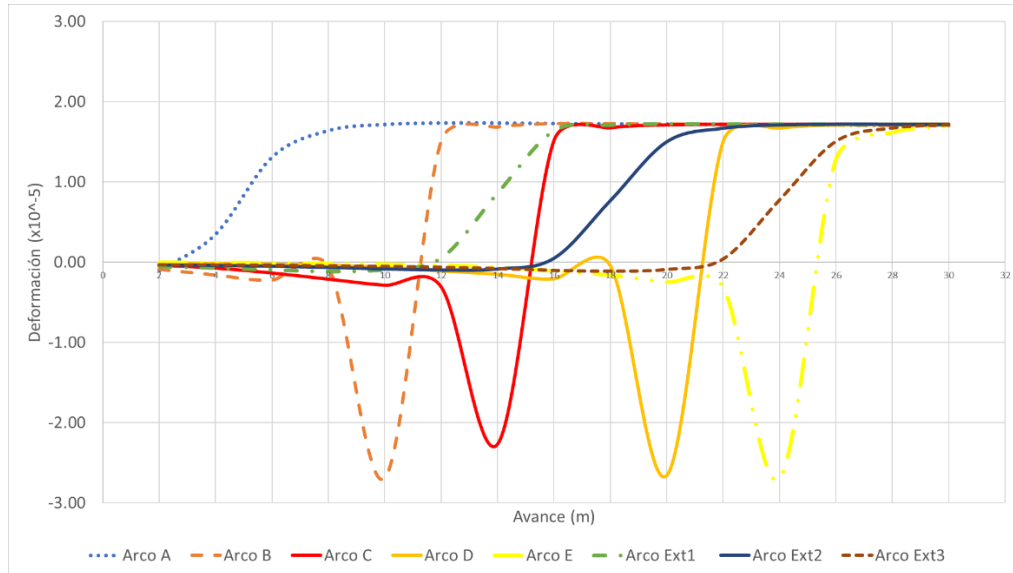


Figura 5.27 Deformación en pared derecha en eje x para avance 2 m - falla 90°

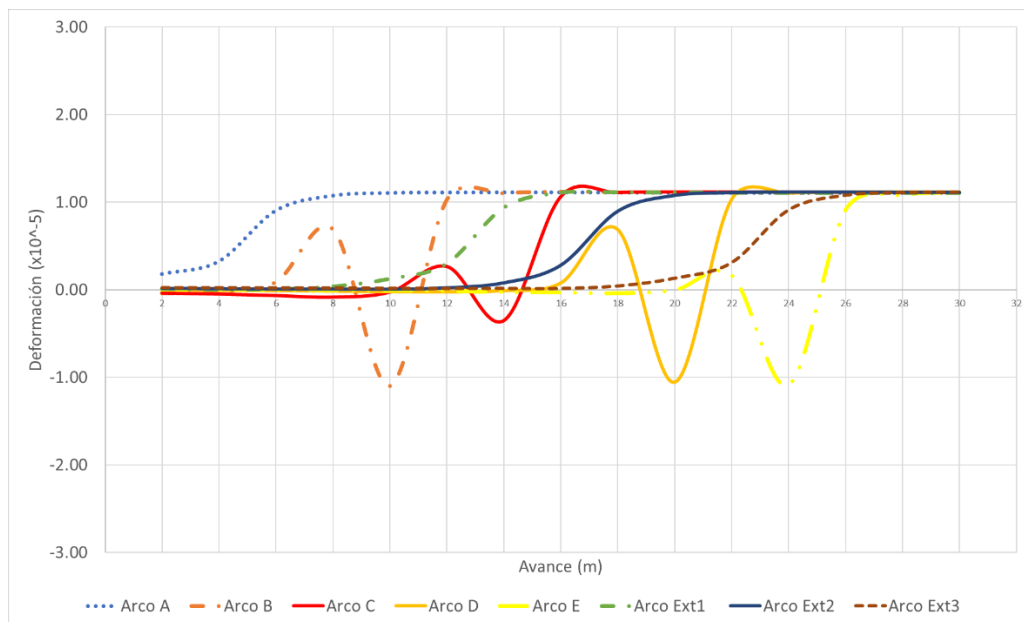


Figura 5.28 Deformación en techos en eje z para avance 2 m - falla 90°

El arco A fue el que presentó un mayor cambio puesto que las deformaciones de las paredes como en el techo solo presentaron movimiento de tracción, el resto tendió a comportarse de manera similar que el avance de 1 metro, pero observándose una disminución en los valores de estos.

5.2.4 Avance 3 metros

El último modelo llevado a cabo corresponde al avance de 3 metros con la presencia de la falla de 90°, los resultados arrojaron nuevamente una disminución de los desplazamientos ocurridos a lo largo de la galería lo cual indicaría que avances mayores pueden generar mayor estabilidad.

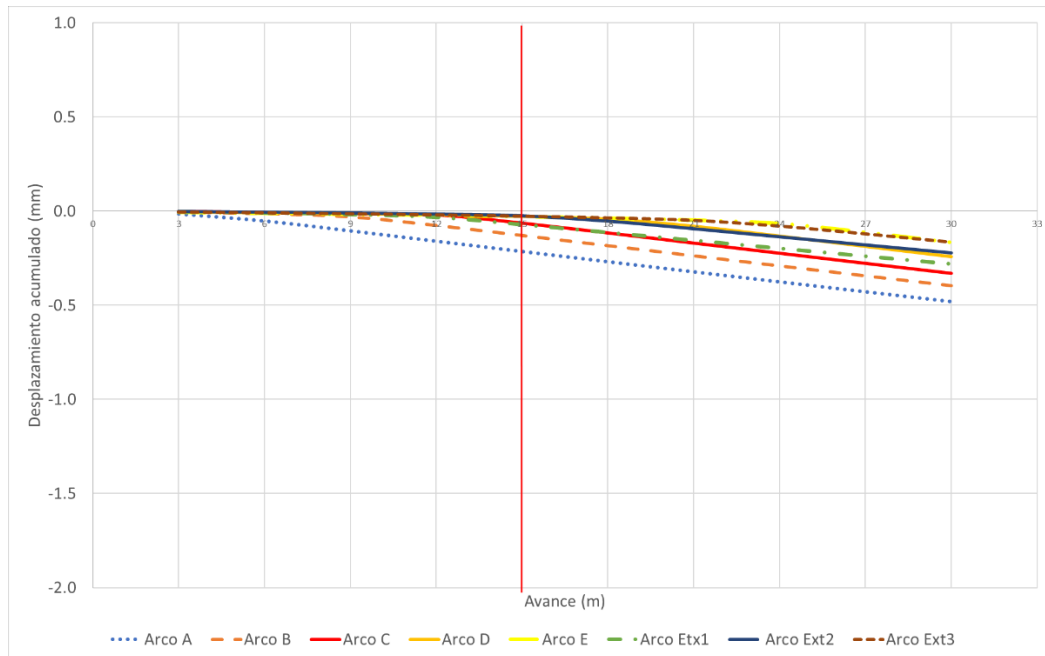


Figura 5.29 Desplazamientos acumulados en techos en eje z para avance 3 m - falla 90°

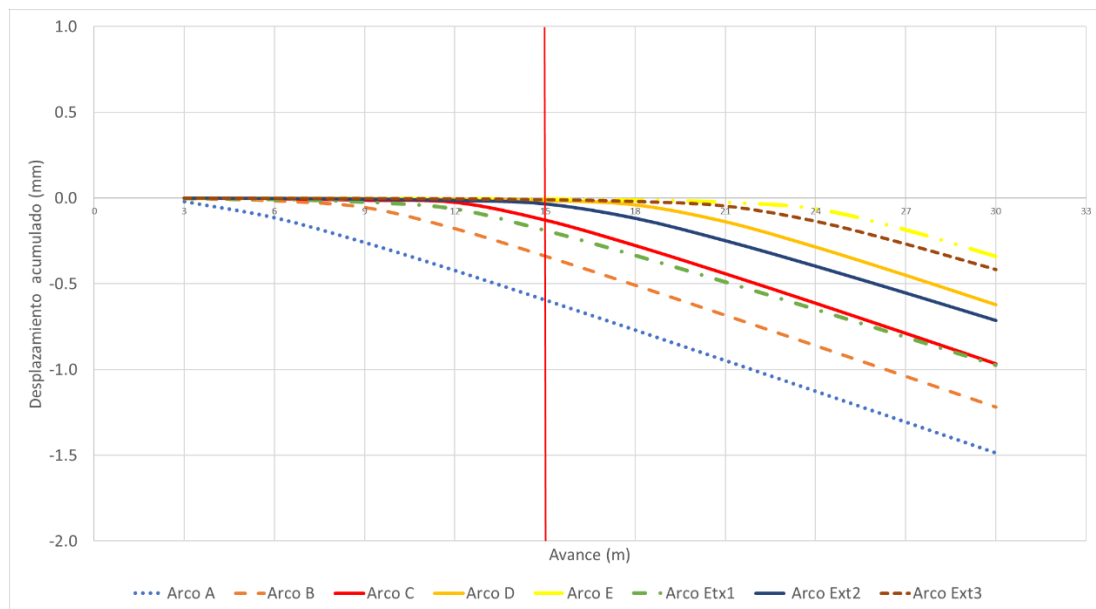


Figura 5.30 Desplazamientos acumulados en pared derecha en eje x para avance 3 m - falla 90°

Los desplazamientos máximos observados fueron de 0.48 y 1.5 mm para el techo y paredes respectivamente.

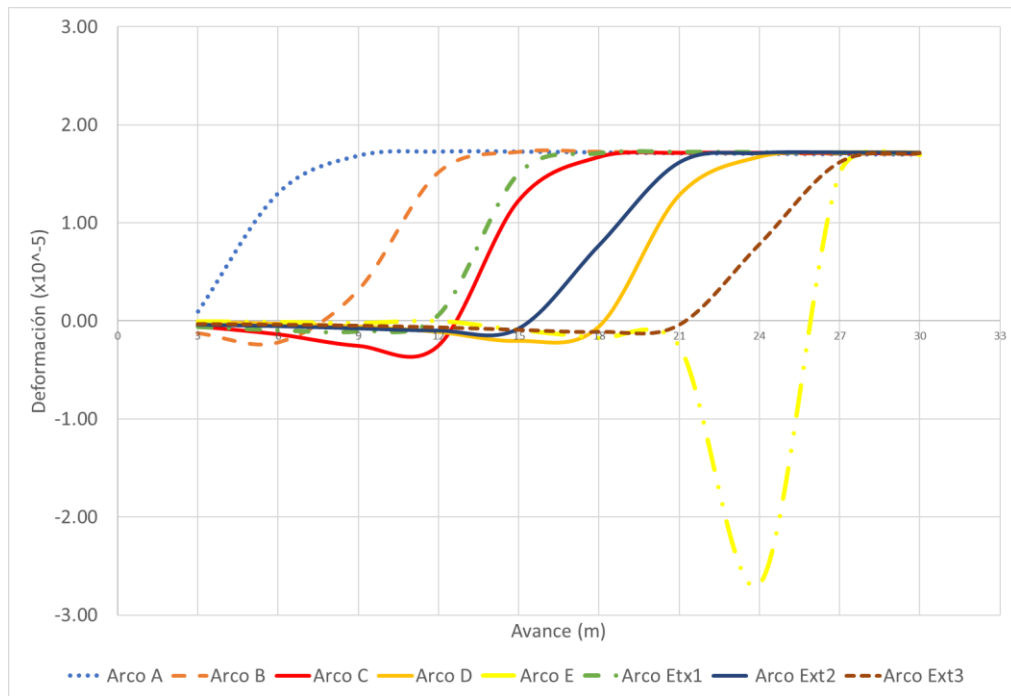


Figura 5.31 Deformación en pared derecha en eje x para avance 3 m - falla 90°

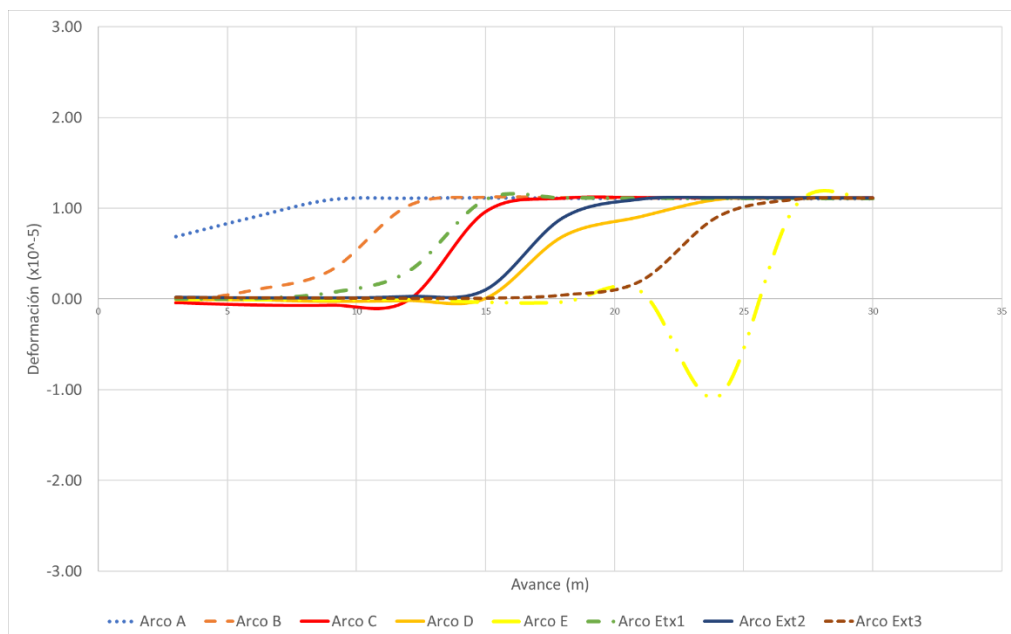


Figura 5.32 Deformación en techos en eje z para avance 3 m - falla 90°

El avance de 3 metros permitió observar los mayores cambios en los gráficos de deformación, primero los *peaks* de compresión son prácticamente nulos a excepción del arco E que fue el único que mantuvo esta tendencia, lo cual puede deberse al efecto del avance, por otro lado, el camino al equilibrio del arco A en el techo es mucho más suavizado que en casos anteriores. Cabe mencionar que al igual que en el caso de la falla de 45° , las deformaciones en el techo a medida que se aumentó del avance por tronadura fueron disminuyendo al punto de observarse efectos de estiramientos de dicha zona.

5.3 Comparación de modelos

Para poder visualizar de mejor manera el efecto del cambio de metros de excavación por tronadura como también del manto de la falla, se construyeron gráficos comparativos en los arcos que presentaban resultados significativos para el estudio, los cuales fueron el arco A, B, C y Ext1.

En la presente sección se presentarán el arco A y Ext1, los cuales permitirán entender el comportamiento de los arcos interiores y exteriores, mientras que los arcos B y C se adjuntarán en el anexo F.

5.3.1 Arco A

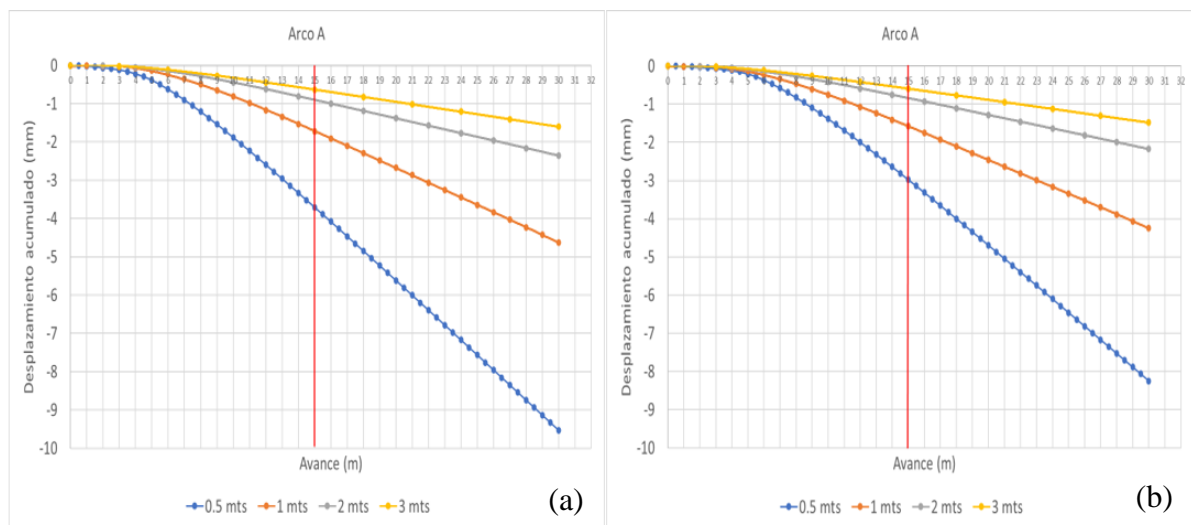


Figura 5.33 Comparación de avances para desplazamiento acumulado en arco A en pared derecha eje x - (a) 45° , (b) 90°

Al comparar los desplazamientos producidos por el tipo de manto, en las paredes del arco A se puede apreciar que la falla de 90° produce menores valores de este fenómeno, por otro lado, se

puede apreciar de buena manera que al aumentar el metro de avance se disminuye el valor de los desplazamientos.

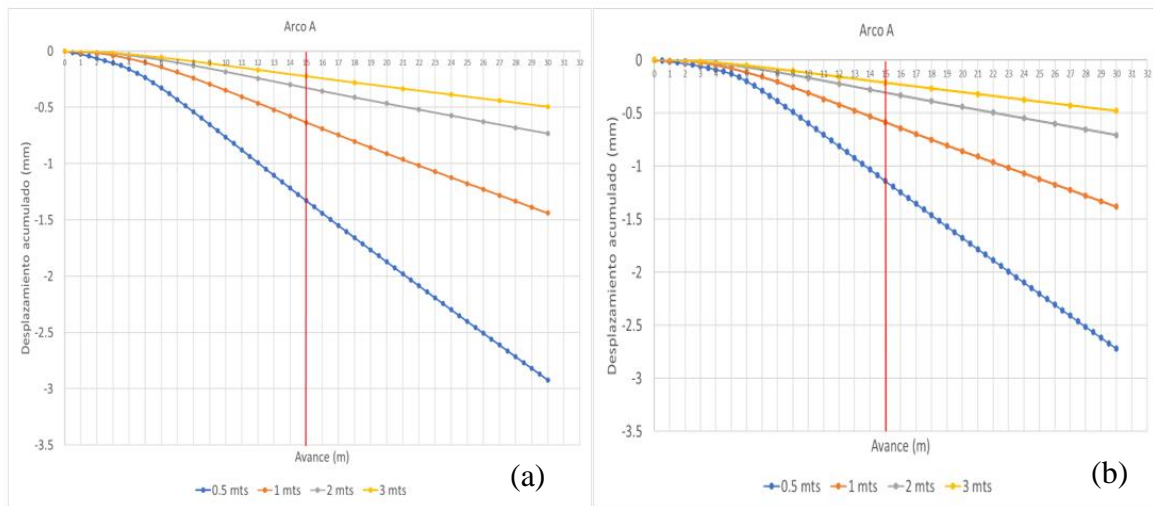


Figura 5.34 Comparación de avances para desplazamiento acumulado en arco A en techo eje z - (a) 45°, (b) 90°

Al igual que el caso de las paredes, el desplazamiento en el techo es disminuido al aplicar un avance por tronadura de 3 metros que uno de 0.5.

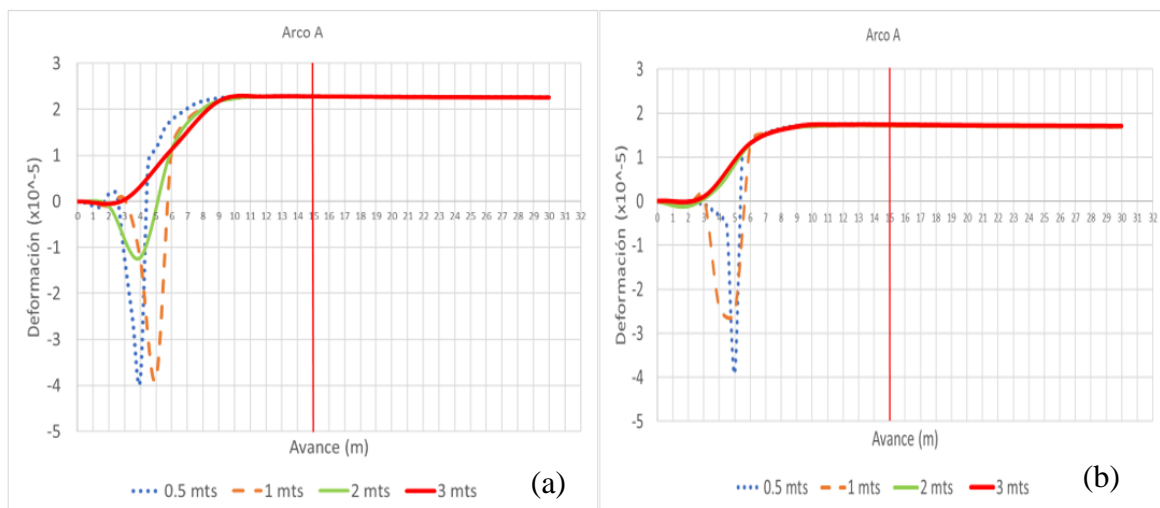


Figura 5.35 Comparación de avances para deformación en arco A en pared derecha eje x - (a) 45°, (b) 90°

En el caso de las deformaciones ocurre algo similar a los desplazamientos, primero la magnitud de estos es mayor en la falla de 45°, en segundo lugar, el avance de 0.5 metros produce en ambos casos un *peak* de compresión mayor que el resto, en cambio el de 3 metros presenta un aumento de la deformación únicamente por tracción de manera más lineal hasta llegar al equilibrio.

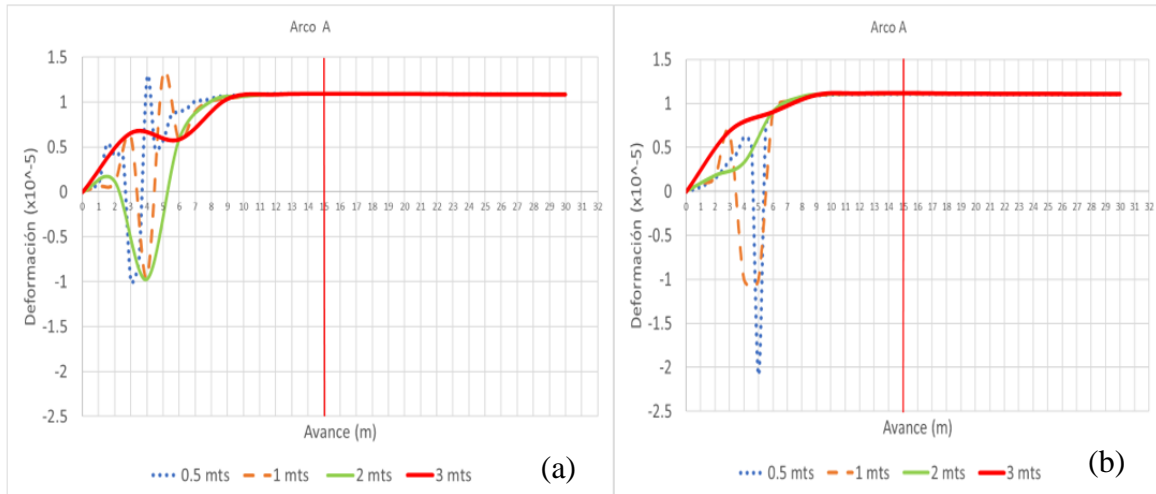


Figura 5.36 Comparación de avances para deformación en arco A en techo eje z - (a) 45°, (b) 90°

En el caso de las deformaciones en los techos se observa que en la falla de 45°, tres de los avances generan *peaks* de compresión de los cuales tanto el de 0.5 y 1 metro también presentan de tracción antes de llegar al equilibrio, por otro lado en la falla de 90 se puede apreciar que el avance de 0.5 presenta un *peak* de compresión mucho más brusco que el mencionado en la falla de 45°, por otro lado el avance de 3 metros en ambos casos genera menor deformación, generándose una curva más ‘suavizada’ antes del equilibrio.

5.3.2 Arco Ext1

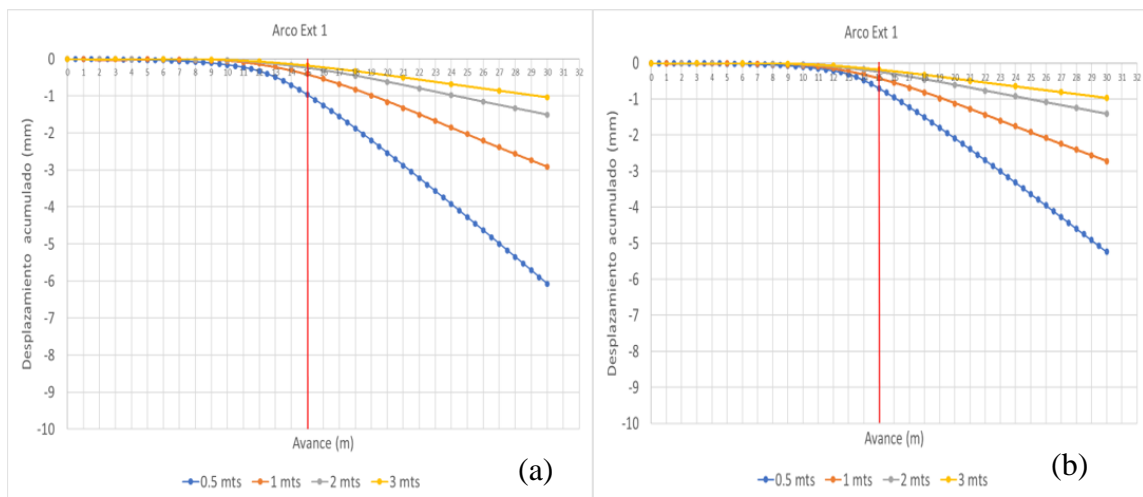


Figura 5.37 Comparación de avances para desplazamiento acumulado en arco Ext1 en pared derecha eje x - (a) 45°, (b) 90°

Las deformaciones observadas en el arco Ext1 son menores que en el arco, dado a la ubicación de estos fuera de la galería, a pesar de esto se mantiene la tendencia explicada anteriormente, donde el avance de 3 metros genera menores desplazamientos que el resto.

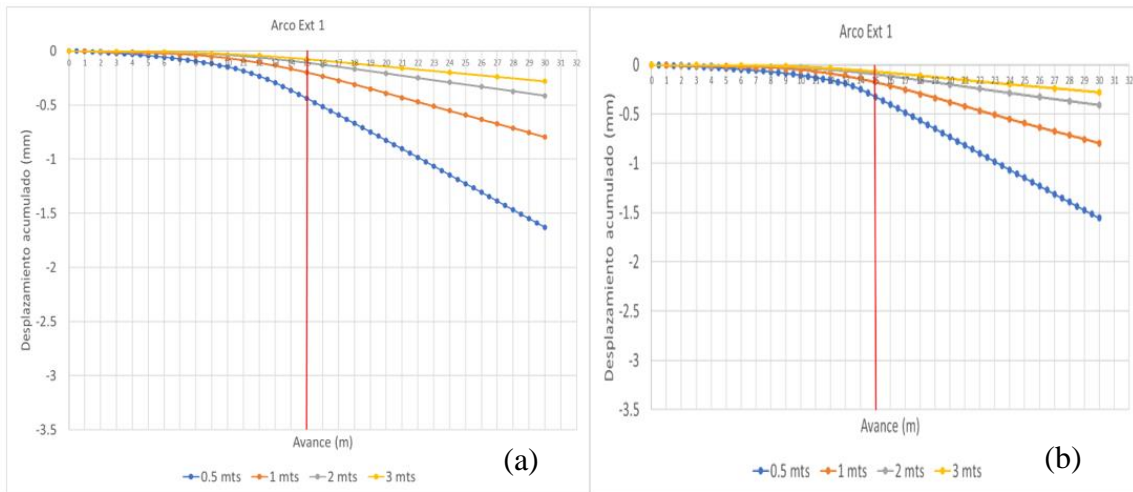


Figura 5.38 Comparación de avances para desplazamiento acumulado en arco Ext1 en techo eje z - (a) 45°, (b) 90°

En el techo el fenómeno es el mismo, además permite confirmar que los desplazamientos generados en el techo son menores que en los producidos en las paredes.

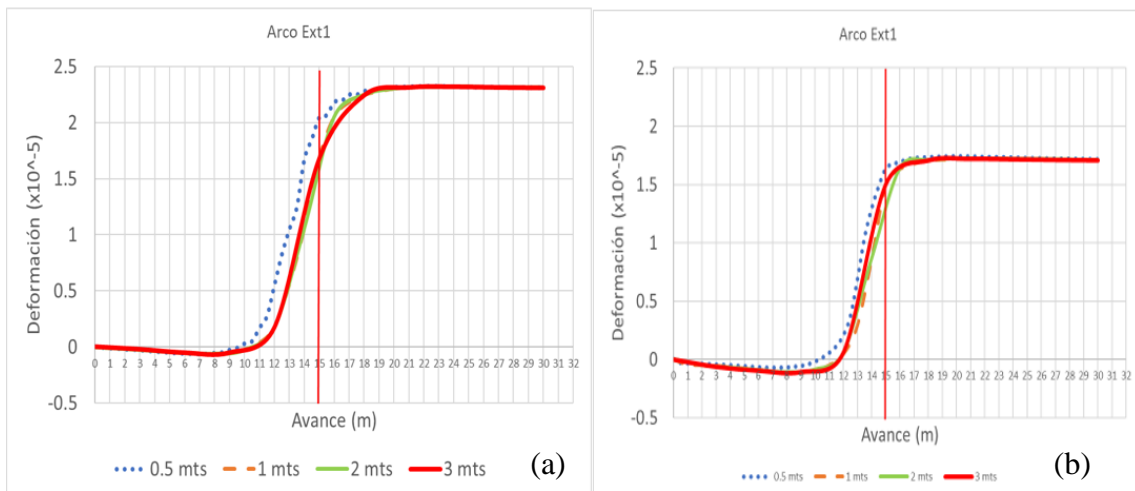


Figura 5.39 Comparación de avances para deformación en arco Ext1 en pared derecha eje x - (a) 45°, (b) 90°

A diferencia de lo observado en el arco A, donde las deformaciones crecían hasta alcanzar el *peak* máximo, el cual se daba al momento de tronar el punto, el arco Ext1 presenta una deformación

casi nula en un principio la cual al pasar los 10m crece ‘linealmente’ hasta llegar al equilibrio, lo cual puede deberse principalmente a la lejanía que tiene con la galería.

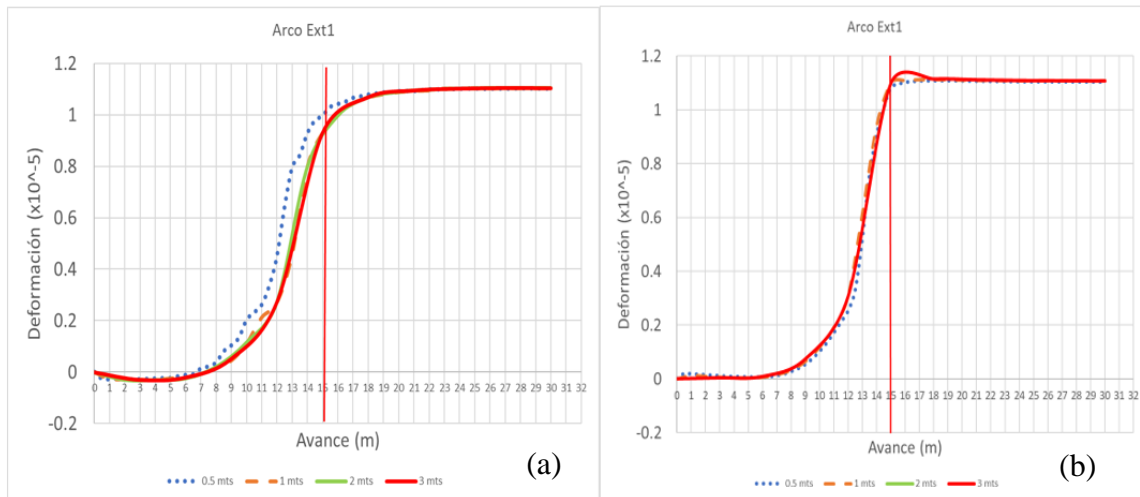


Figura 5.40 Comparación de avances para deformación en arco Ext1 en techo eje z - (a) 45°, (b) 90°

En la figura 5.40 se observa que el avance de 3 metros es el último en alcanzar el equilibrio, en comparación a todos los otros casos enseñados previamente.

De las figuras 5.33-5.40 se puede rescatar y confirmar que el efecto de escoger un metro de avance por tronadura mayor tiende a proporcionar mayor estabilidad en la labor, dado a los menores desplazamiento generados. A esto hay que sumarle la influencia del manteo de la falla, dado a que uno más perpendicular genera menores valores.

Además de lo anteriormente mencionado, se puede concluir que es en las paredes donde se observan mayores desplazamientos, dado al comportamiento similar registrado en las figuras 5.33-5.40.

6 Conclusiones y recomendaciones

El estudio llevado a cabo permitió entender de mejor manera, como afecta un determinado avance por tronadura a una problemática que a lo mejor muchas veces se pensó inviable dado a los peligros que esta incluía, es importante mencionar que estas conclusiones son basadas en los resultados que se obtuvieron según los parámetros y supuestos que se hicieron para desarrollar la investigación, por lo tanto, las deducciones y recomendaciones son aplicables a este caso en particular. El desarrollo de la investigación logro obtener varias conclusiones con respecto a cómo afecta el manto de la falla al desplazamiento y deformación, la ventaja de aplicar un avance por tronadura específico, que sectores son más afectados, dado a la ubicación de estos.

6.1 Efecto del manto de la falla

Gracias a los modelos desarrollados en el estudio, se pudo comparar cómo incide la inclinación de la falla al momento de excavar hacia ella. Dado los resultados se puede decir que manteos más inclinados tienden a generar un mayor desplazamiento del sector, principalmente de las paredes de la excavación. Por lo tanto, esto nos lleva a pensar que es mucho más conveniente poder excavar frente a fallas que presentan manteos casi perpendiculares- Esto no quiere decir que sea imposible excavar frente a estructuras geológicas con manteos más ‘acostados’ sino que es un factor que puede ayudar a disminuir el desplazamiento y a la vez las deformaciones que ocurren en las paredes o el mismo techo.

6.2 Efecto de los metros de avance

El eje principal del trabajo llevado a cabo era poder evidenciar que tanto efecto tienen los metros de avance por tronadura a la hora de poder excavar frente a una estructura geológica., A lo largo de los distintos modelos se pudo evidenciar que avances mayores generan en la excavación menores desplazamientos, disminuyendo en un 50% aproximadamente al ir aumentando la tasa de avance, siendo el avance de 0.5 el que generaba mayores movimientos en las paredes y techos de los distintos arcos que se evaluaron.

Además, se pudo observar que los avances de 2 y 3 metros permitían curvas de deformación más suavizadas y lineales a la hora de llegar al equilibrio, siendo totalmente lo contrario el caso de los avances más pequeños, los cuales en varios de los modelos desarrollados se evidenciaron *peaks* grandes de contracción e incluso de tracción en algunos casos. Por lo tanto, es evidente el beneficio

que puede generar el utilizar mayores metros de avance por tronadura en situaciones similares geomecánicamente y geológicamente al estudio llevado a cabo.

Una de las posibles causas de que los avances por tronadura menores generen mayores desplazamientos es la sismicidad inducida por estos, dado a la concentración de energía y esfuerzos que pueden estar provocando a la hora de ir avanzando tan poca distancia, por lo que lleva a realizar mayor cantidad de tronadura para llegar al lugar objetivo.

6.3 Efecto de la ubicación de puntos a evaluar

Una conclusión no menor que se puede obtener al revisar los gráficos generados es que los arcos que se ubican en un principio de la galería se ven mucho más afectados que aquellos que se ubican posterior a la falla, lo cual puede deberse a que dichos puntos no fueron fortificados a lo largo del proceso de excavación (condición mencionada al principio del estudio). Por lo tanto es evidente que el uso de reforzamiento al ir avanzando en la excavación es de importancia para generar una mayor estabilidad. También se pudo evidenciar que los arcos exteriores presentaron menores desplazamiento y deformaciones en comparación a los que pertenecían a la galería.

6.4 Recomendaciones y trabajos futuros

Es importante que se pueda entender que esta investigación es un primer paso para acercarse a una conclusión más definitiva y completa para poder afrontar esta problemática. Es por esto que, si bien se pudo describir el efecto de los metros de avance por tronadura en las deformaciones y desplazamientos, no es una verdad absoluta para cualquier tipo de macizo rocoso que presente alguna estructura geológica. Se recomienda el poder efectuar una investigación similar en otro macizo que posea distintas características, ya sea roca mala, esfuerzos iniciales mayores o menores, presencia de agua, etc. También es recomendable que se puedan hacer más monitoreos en terreno sobre desplazamientos de manera que se pueda estudiar de mejor forma este fenómeno y se puedan tener mejores registros para posteriores validaciones.

Por último, para trabajos futuros es conveniente que se pueda estudiar la relación real que se tiene al avanzar una cantidad de metros por tronadura definidos con la sismicidad inducida por ellos, de manera que se pueda proponer más adelante una metodología de avance que pueda combinar tasas de desarrollo mayores con menores, la cual podría proporcionar una mayor estabilidad que las llevadas a cabo a lo largo de este trabajo.

7 Referencias

- [1] D. N. Aguilar Pérez y I. I. Cercado Walter, «DETERMINACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA EN LA CONCESIÓN MINERA ALTA GRACIA-YONÁN 2020,» Cajamarca, 2020.
- [2] K. Gudiel Ramirez, «Slideshare,» 18 04 2020. [En línea]. Available: <https://es.slideshare.net/Guidopedro/201567672-perforacionyvoladurafamesa-232236676>. [Último acceso: 05 01 2024].
- [3] J. Herrera Herbert y J. P. Gómez Jáen, «Diseño de explotaciones e infraestructuras mineras subterráneas,» 2007.
- [4] N. Barton , R. Lien y J. Lunde , «Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support,» *Rock Mechanics*, vol. 6, pp. 189-236, 1974.
- [5] E. Hoek, C. Carranza-Torres y B. Corkum, «El Criterio de Rotura de Hoek-Brown.Edición 2002,» *IngeoTÚNELES*, vol. 7, pp. 35-47, 2003.
- [6] E. Hoek y P. Marinos , «GSI — A geologically friendly tool for rock mass strength estimation,» *GeoEng*, 2000.
- [7] L. Monteiro Nogueira, «Montogue quiz,» 25 09 2021. [En línea]. Available: <https://montoguequiz.com/civil/hoek-brown-failure-criterion/>.
- [8] J. P. Mulet Valenzuela, Artist, *ESTIMACIÓN DE LA ZONA PERTURBADA EN EL MACIZO ROCOSO EN CIELO ABIERTO INDUCIDA POR LA RELAJACIÓN DE ESFUERZOS*. [Art]. Universidad de Chile, 2021.
- [9] E. Araujo, «ESSS,» 30 11 2017. [En línea]. Available: <https://www.esss.co/es/blog/metodos-numericos-para-simulacion-en-la-ingenieria/>.
- [10] K. E. Suzuki Morales, Artist, *Aplicación de la tecnica synthetic rock mass a escala de laboratorio*. [Art]. Universidad de Chile, 2013.
- [11] I. C. Group, Artist, *Fast Lagrangian Analysis of Continua in 3-Dimensions, Version 6.0, Manual*. [Art]. 2017.

- [12] J. Pino Díaz, Artist, *Análisis de Esfuerzos en Caserones Inclinados Mediante Modelamiento Numérico Tridimensional*. [Art]. Universidad de Concepción, 2021.
- [13] R. M. Vergara Araya, Artist, *ANÁLISIS DE LA RESISTENCIA Y LA ESTABILIDAD DE PILARES DE LA MINA DIABLO REGIMIENTO, YACIMIENTO EL TENIENTE*. [Art]. Universidad de Chile, 2006.
- [14] M. Sjölander, L. Jonsson, B. Figueiredo, J. Sjöberg y F. Ersholm, «Analysis of caving and ground deformations in Malmberget using a coupled CAVESIM-FLAC3D model,» *Caving*, pp. 781-796, 2022.
- [15] S. Eclaircy-Caudron, D. Dias y R. Kastner, «Displacements and stresses induced by a tunnel excavation: Case of Bois de Peu (France),» *INTERNATIONAL SOCIETY FOR SOIL MECHANICS AND GEOTECHNICAL ENGINEERING*, pp. 373-379, 2009.
- [16] D. Saiang y T. Jones, « Three-dimensional numerical modelling and analysis of complex stress variations and deformations at Malmberget mine, Sweden,» *Caving*, pp. 1431-1442, 2022.
- [17] L. Bouzeran, J. Furtney, M. Pierce , J. Hazzard y J. Lemos, « Simulation of ground support performance in highly fractured and bulked rock masses with advanced 3DEC bolt model,» *Deep Mining*, pp. 667-680, 2017.
- [18] D. J. Hutchinson y M. Diederichs, «The cablebolting cycle - Underground support engineering,» *CIM Bull*, vol. 89, n° 1001, 1996.
- [19] D. I. Pollak Aguiló, Artist, *ENSAYOS DE COMPRESIÓN PARA ESTIMACIÓN DE COMPORTAMIENTO POST-PEAK EN ROCA: PUESTA EN MARCHA Y ANÁLISIS DE PRIMEROS ENSAYOS EN PRENSA MES 800*. [Art]. Universidad de Chile, 2022.
- [20] C. I. Fernández Gutiérrez y C. H. Ramírez Cáceres, Artists, *Estudio de sistemas de fortificación para la mina subterránea "OLKUSZ-POMORZANY" de Polonia*. [Art]. Universidad de Concepción, 2018.
- [21] J. A. Vallejos y A. Delonca, «Incorporating scale effect into a failure criterion for predicting

stress-induced overbreak around excavations,» *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, vol. 127, n° 104213, 2020.

- [22] A. Coffi Adoko, J. Vallejos y R. Trueman, «Stability assessment of underground mine stopes subjected to stress relaxation,» *Mining Technology*, pp. 30-39, 2020.
- [23] J. A. Vallejos y L. Díaz, «A New Criterion for Numerical Modelling of Hangingwall Overbreak in Open Stopes,» *Rock Mechanics and Rock Engineering*, vol. 53, p. 4559–4581, 2020.
- [24] J. L. Azorin Flores, Artist, *QUANTIFYING THE INFLUENCE OF GEOLOGICAL FAULTS ON THE STABILITY OF OPEN STOPES' BACK WALLS*. [Art]. Universidad de Chile, 2022.

8 Anexos

8.1 Anexo A. Cálculo de las variables para el Q de Barton [18]











N° de sets de juntas		J_n			
Roca masiva sin sets		0.5	1		Pocos sets - aleatorios
1 set		2	3		1 set + aleatorio
2 sets		4	6		2 sets + aleatorio
3 sets		9	12		3 sets + aleatorio
4 o más sets		15	20		Roca desintegrada

Figura 8.1 Tabulación de valores para factor J_n

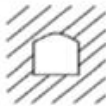
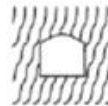






		Gran escala	Planas	Ondulosas	Discontinuas
Pequeña escala:	J_r (set crítico)				
Pulida		0.5	1.5	2.0	
Suave		1.0	2.0	3.0	
Rugosa		1.5	3.0	4.0	
Discontinuidad rellena		1.0	1.0	1.5	

Figura 8.2 Tabulación de valores para factor J_r

Caso	Condición	ϕ_{jres} (°)	J_a	
– Aumenta la alteración de la estructura →	(a) Hay contacto entre las cajas de la estructura			
	A	Estructuras bien trabadas y selladas con rellenos duros, impermeables, y que no se ablandan (e.g. cuarzo epidota, etc.)	---	0,75
	B	Estructuras con cajas no alteradas, que solo presentan patinas locales	25-35	1
	C	Estructuras con cajas ligeramente alteradas. Pátinas de materiales que no se ablandan y libres de finos: arenas, roca molida, etc.	25-30	2
	D	Estructuras con pátinas limo arenosas, con poco contenido de arcillas, que no se ablandan	20-25	3
	E	Estructuras con pátinas de minerales arcillosos de baja fricción y que se ablandan (e.g. caolinita, micas, etc). Estructuras con pátinas de clorita, talco, yeso, grafito, etc. Estructuras con pequeñas cantidades de arcillas expansivas (pátinas discontinuas, de 1 a 2 mm de potencia)	8-16	4
	(b) Desplazamiento de corte menores que 10 cm producen contacto entre las cajas de la estructura			
	F	Estructuras con rellenos de arenas y/o roca molida, libres de arcilla	25-30	4
	G	Estructuras con rellenos de arcillas muy pre-consolidadas, que no se ablandan (rellenos continuos, con espesores < 5 mm)	16-24	6
	H	Estructuras con rellenos de arcillas algo a poco pre-consolidadas, que se ablandan (rellenos continuos, con espesores < 5 mm)	6-12	8
	J	Estructuras con rellenos de arcillas expansivas (e.g. montmorillonita, rellenos continuos, espesores < 5 mm).		8-12
	(c) Los desplazamientos de corte no producen contacto entre las cajas de la estructura			
	K, L, M	Estructuras con rellenos de roca desintegrada o triturada y arcillas (ver G, H, J para descripciones del material arcilloso)	6-24	6, 8 o 8-12
	N	Estructuras con rellenos potentes de arenas limosas o limo-arcillosas, con poco contenido de arcillas (que no se ablandan)	---	5
O, P, R	Estructuras con rellenos potentes de salbanda arcillosa (ver G, H, J para descripciones del material arcilloso)	6-24	10, 13 o 13-20	

Figura 8.3 Tabulación de valores para factor J_a

Caso	Condición	p_w (MPa)	J_w	
– Aumentan las infiltraciones →	A	Túneles secos o con infiltraciones menores (e.g. 5 lt/min localmente o en algunos sectores)	< 0,1	1
	B	Infiltraciones y presiones moderadas, que ocasionalmente causan el lavado del relleno de las estructuras	0,1-0,25	0,66
	C	Infiltraciones y presiones importantes en roca competente con estructuras sin relleno	0,25-1,0	0,50
	D	Infiltraciones y presiones importantes que causan lavado de los rellenos de las estructuras		0,33
	E	Infiltraciones muy importantes y a presión gatilladas por las tronaduras, pero decaen con el tiempo	> 1,0	0,1-0,2
	F	Infiltraciones excepcionalmente altas con presiones que continúan sin decaer con el tiempo		0,05-0,1

Figura 8.4 Tabulación de valores para factor J_w

(a) Zonas débiles interceptan la posición que tendrá la excavación subterránea, lo que puede causar aflojamiento (loosening) del terreno cuando se desarrolle la excavación subterránea			
Caso	Condición		SRF
A	Múltiples zonas débiles que contienen arcillas y/o roca químicamente desintegrada, con roca suelta en su periferia (a cualquier z)		10,0
B	Múltiples zonas débiles, con roca suelta en su periferia, en un macizo rocoso competente y libre de arcilla (a cualquier z)		7,5
C	Macizo rocoso muy fracturado, con estructuras abiertas que definen bloques en forma de cubos (a cualquier z)		5,0
D, E	Una zona débil que contienen arcillas y/o roca químicamente desintegrada, con roca suelta en su periferia	$z \leq 50$ m	5,0
		$z > 50$ m	2,5
F, G	Una zona débil, con roca suelta en su periferia, en un macizo rocoso competente y libre de arcilla	$z \leq 50$ m	5,0
		$z > 50$ m	2,5

(b) Macizos rocosos competentes, problemas asociados a concentraciones de esfuerzos				
Caso	Condición	UCS/σ_1	σ_θ/UCS	SRF
H	Estado de esfuerzos de magnitud baja, estructuras superficiales abiertas	> 200	< 0,01	2,5
I	Estado de esfuerzos moderados, condición de esfuerzos favorable	200 – 10	0,01 – 0,3	1,0
J	Estado de esfuerzos de magnitud alta, estructuras bien trabadas (usualmente favorable para la estabilidad, aunque puede presentar problemas en las cajas)	10 – 5	0,3 – 0,4	0,5 – 2,0
K	Macizo rocoso que presenta lajamientos moderados 1 hora después del desarrollo de la excavación subterránea	5 – 3	0,5 – 0,65	5 – 50
L	Macizo rocoso que presenta lajamientos e incluso estallidos de roca poco después del desarrollo de la excavación subterránea	3 – 2	0,65 - 1,0	50 – 200
M	Macizos rocosos que sufren notorios estallidos de roca y deformaciones inmediatas después del desarrollo de la excavación subterránea	< 2	> 1	200 - 400

(c) Macizos rocosos que fluyen plásticamente (squeezing rock)			
Caso	Condición	UCS/σ_1	SRF
O	El flujo plástico genera presiones leve a moderadas	1 – 5	5 – 10
P	El flujo plástico genera presiones importantes	> 5	10 – 20

(d) Macizos rocosos expansivo (swelling rock), expansión o hinchamiento debido a reacciones químicas causadas por la presencia de agua		
Caso	Condición	SRF
R	El hinchamiento genera presiones leves a moderadas	5 – 10
S	El hinchamiento genera presiones importantes	10 – 15

Figura 8.5 Tabulación de valores para factor SRF

Tipo de Excavación	ESR
A. Labores mineras de carácter temporal	2 - 5
B. Galerías mineras permanentes, túneles de centrales hidroeléctricas (excluyendo las galerías de alta presión), túneles piloto, galerías de avance en grandes excavaciones, cámaras de compensación hidroeléctrica	1.6 - 2
C. cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles de carreteras secundarias y de ferrocarril, túneles de acceso	1.2 - 1.3
D. Centrales eléctricas subterráneas, túneles de carreteras primarias y de ferrocarril, refugios subterráneos para defensa civil, emboquilles e intersecciones de túneles.	0.9 - 1.1
E. Centrales nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril instalaciones públicas y deportivas, fabricas, túneles para tuberías principales de gas.	0.5 - 0.8

Figura 8.6 Tabulación de valores para ESR

8.2 Anexo B. Estudios bibliográficos por comparar

Tabla 8.1 Parámetros geomecánicos del primer estudio [19]

Parámetros Geomecánicos	CMET
Densidad [t/m^3]	2.8
Resistencia compresión simple [MPa]	152
Coefficiente de Poisson [-]	0.16
Cohesión [MPa]	23
Fricción [°]	42
Módulo de deformación [GPa]	60

Tabla 8.2 Parámetros geomecánicos del segundo estudio [13]

Parámetros Geomecánicos	Teniente 4 Regimiento
Módulo de deformación [GPa]	37-59
Coefficiente de Poisson [-]	0,10-0,12
Módulo deformación volumétrica [GPa]	27,2-49,3
Módulo de corte [GPa]	27,7-28,2
Densidad [t/m^3]	2,77-2,79
Porosidad [%]	0,11-0,47
Resistencia compresión uniaxial [MPa]	127-151
Resistencia a la tracción [MPa]	5-7
Velocidad onda P [m/s]	5976-6825
Velocidad onda S [m/s]	2798-3476
M_i [-]	15
σ_{ci} [MPa]	92
σ_{ti} [MPa]	-6
Cohesión [MPa]	22
Fricción [°]	39

8.3 Anexo C. Datos de estudios recopilados para validación

Estudio	Objetivo estudio	Profundidad (mts)	Técnica de Medición	Desplazamiento Pared (mm)	Sección de la galería	Tipo de roca
Tesis (Iván)	Determinación de los metros de avance óptimos para la construcción de galerías frente a una falla geológica	400	Simulación FLAC3D	0-4	Forma de herradura (7mx6m)	gabro-diabasa-basalto
Paper (Saiang & Jones, 2022)	Modelación numérica tridimensional y las variaciones de esfuerzo y deformación.	1023	Simulación FLAC3D (Monitoreo de la zona)	0-90	Forma de herradura	Magnetita-Biotita
Paper (Saiang & Jones, 2022)	Modelación numérica tridimensional y las variaciones de esfuerzo y deformación.	1082	Simulación FLAC3D (Monitoreo de la zona)	0-300	Forma de herradura	Magnetita-Biotita
Paper (Eclaircy-Caudron, Diaz & Kastner, 2009)	Determinación de desplazamiento y esfuerzo inducido en la excavación de un tunel.	50	Guía AFTES (Monitoreo de la excavación)	0-12	Forma de herradura	Marga (arcilla y carbonato de calcio)
Paper (Bouzeran, Furtney, Pierce, Hazzard & Lemos, 2017)	Simulación del desempeño del soporte terrestre es una zona altamente fracturada.	1200	Simulación 3DEC	0-140	Forma de herradura (4mx4.4m)	Roca media a débil

Figura 8.7 Tabla de características de estudios recopilados [15] [16] [17]

8.4 Anexo D. Gráficos de desplazamientos y deformación en eje x en paredes izquierdas

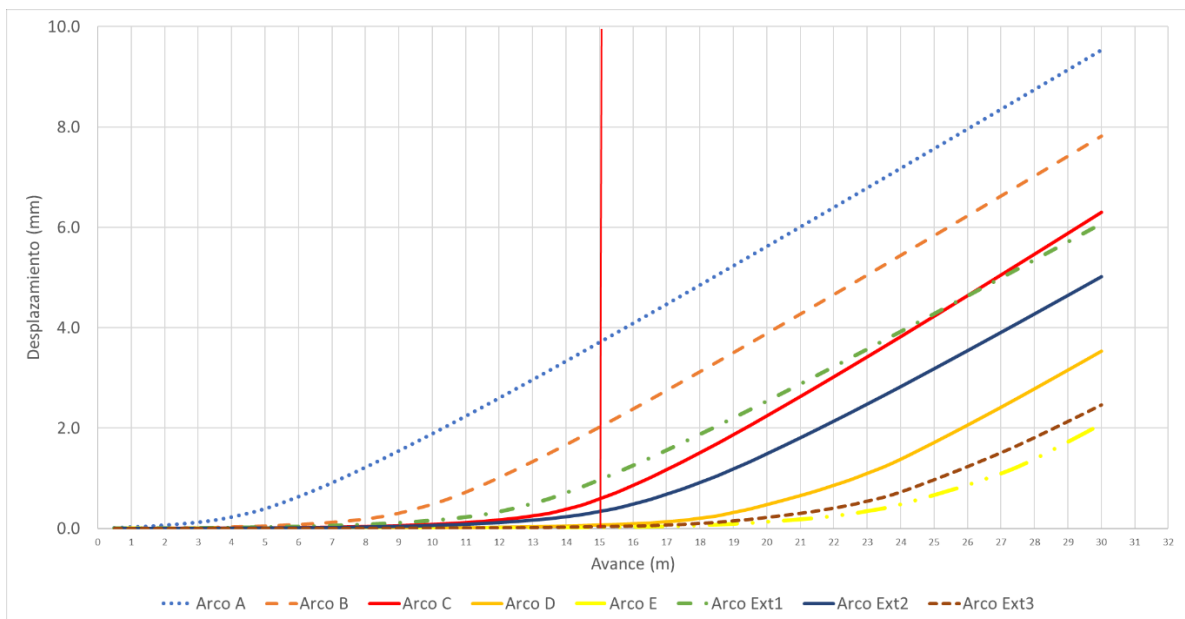


Figura 8.8 Desplazamientos acumulados en pared izquierda en eje x para avance 0.5 m - falla 45°

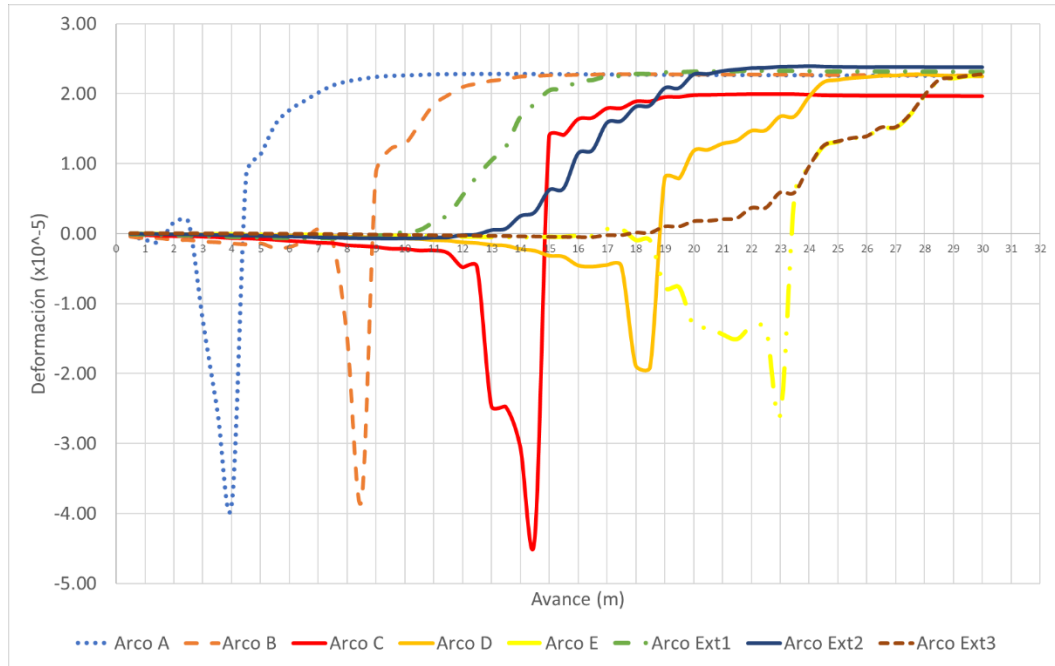


Figura 8.9 Deformación en pared izquierda en eje x para avance 0.5 m- falla 45°

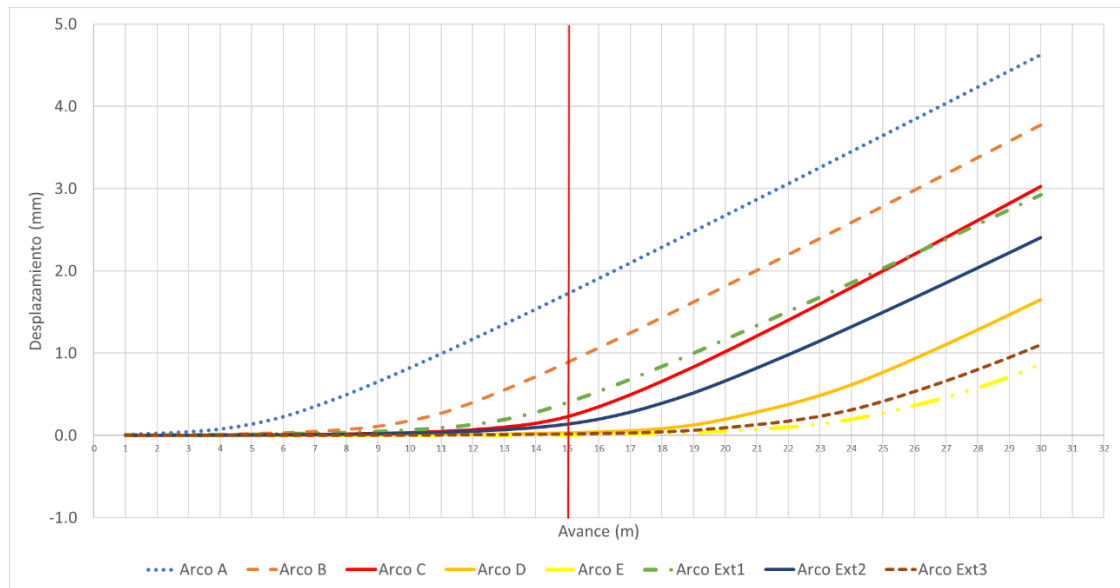


Figura 8.10 Desplazamientos acumulados en pared izquierda en eje x para avance 1 m - falla 45°

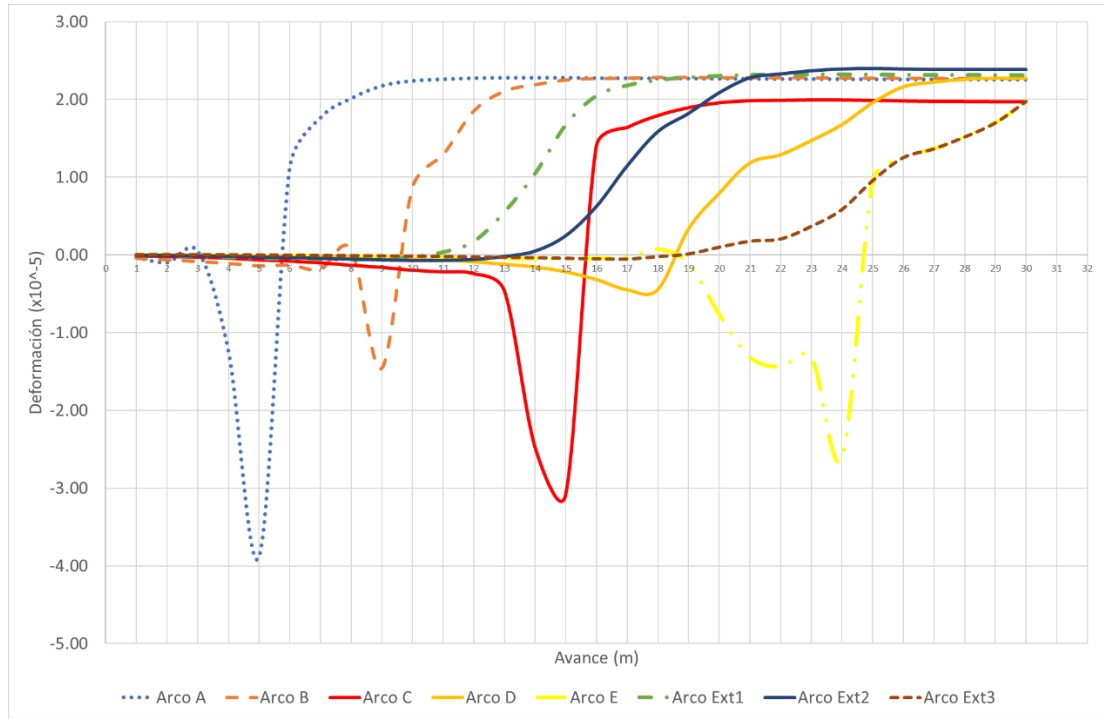


Figura 8.11 Deformación en pared izquierda en eje x para avance 1 m- falla 45°

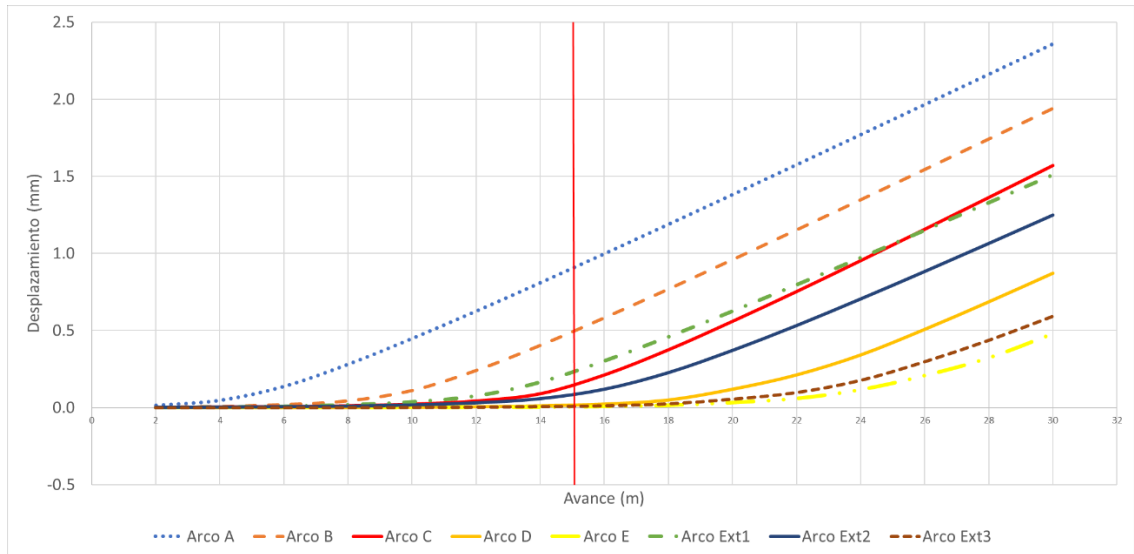


Figura 8.12 Desplazamientos acumulados en pared izquierda en eje x para avance 2 m - falla 45°

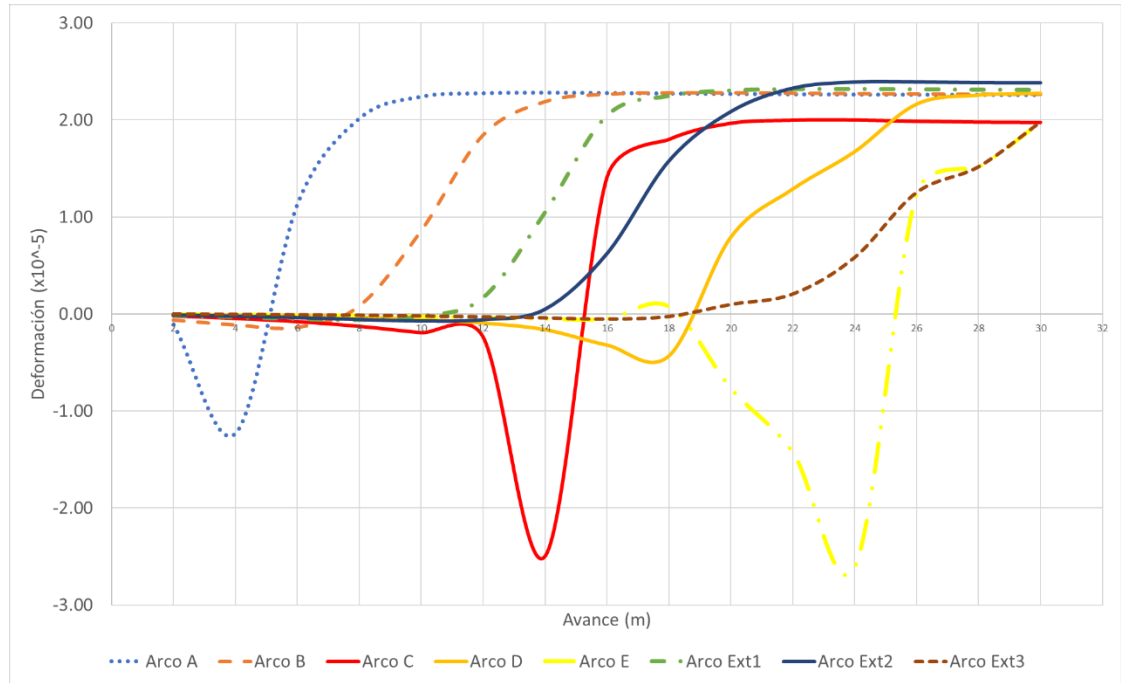


Figura 8.13 Deformación en pared izquierda en eje x para avance 2 m- falla 45°

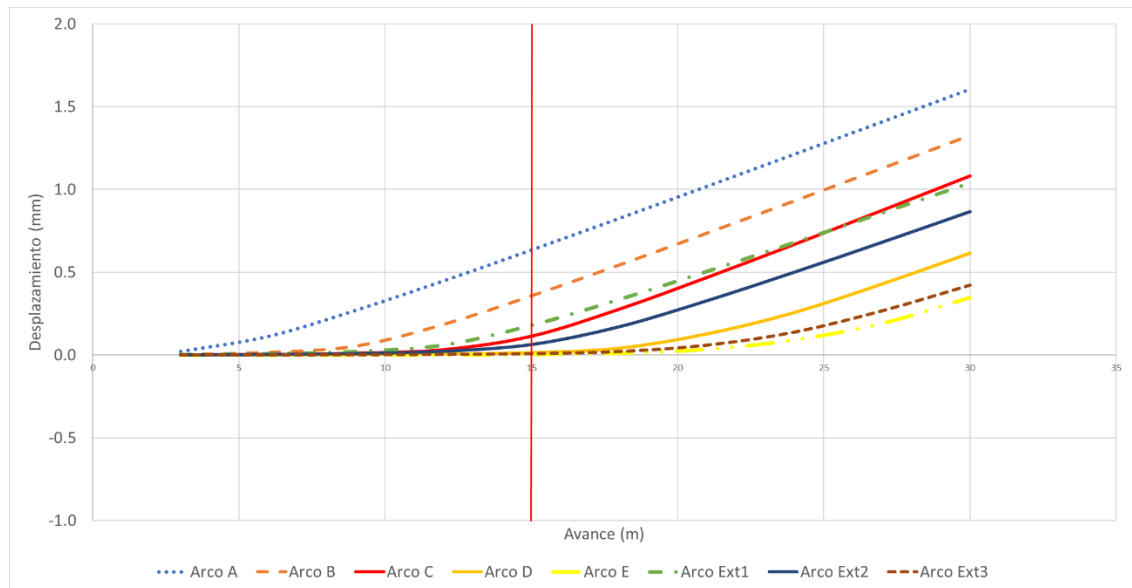


Figura 8.14 Desplazamientos acumulados en pared izquierda en eje x para avance 3 m - falla 45°

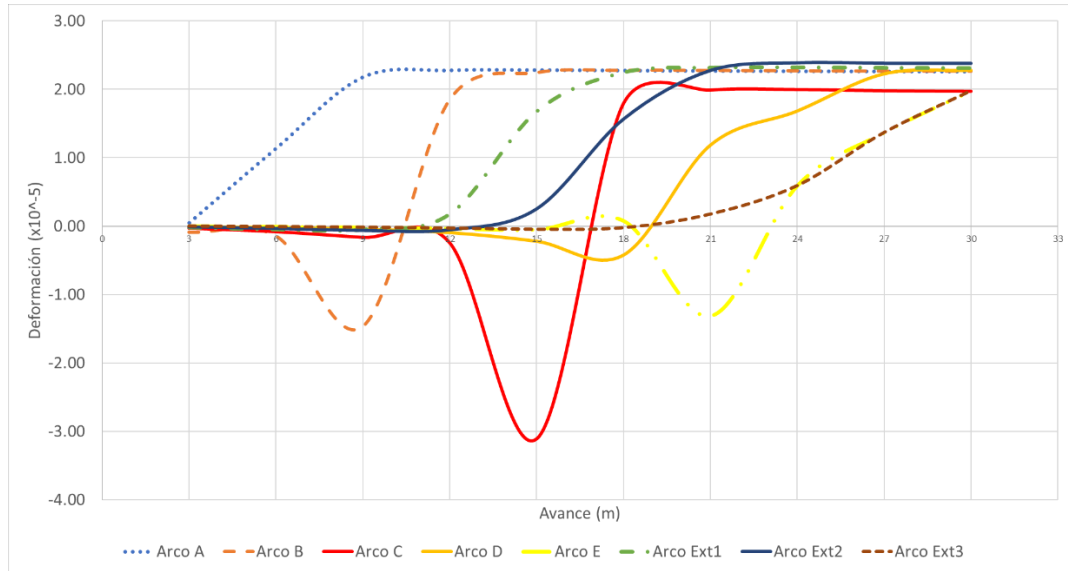


Figura 8.15 Deformación en pared izquierda en eje x para avance 3 m- falla 45°

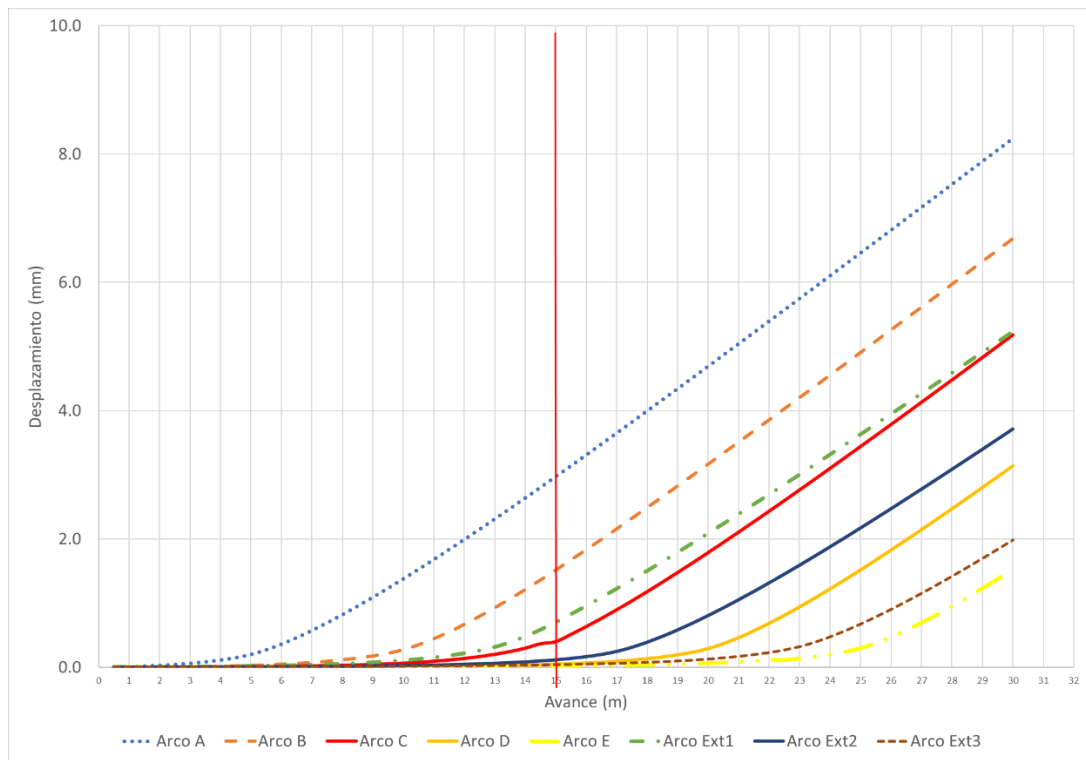


Figura 8.16 Desplazamientos acumulados en pared izquierda en eje x para avance 0.5 m - falla 90°

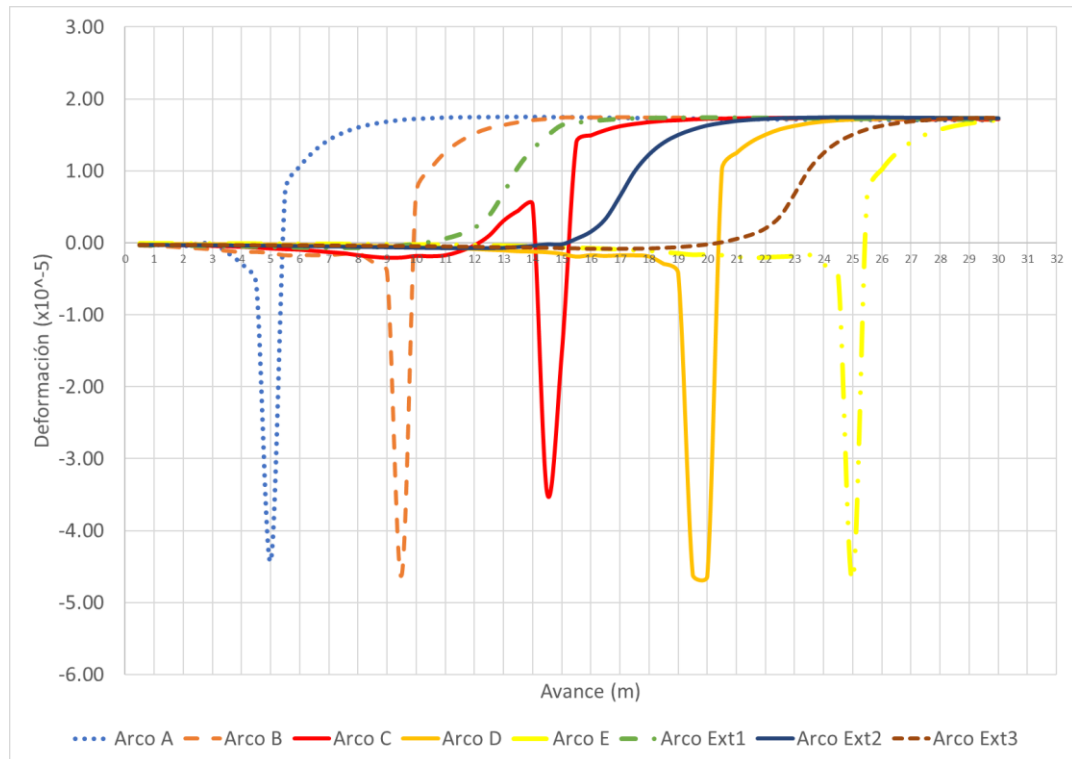


Figura 8.17 Deformación en pared izquierda en eje x para avance 0.5 m- falla 90°

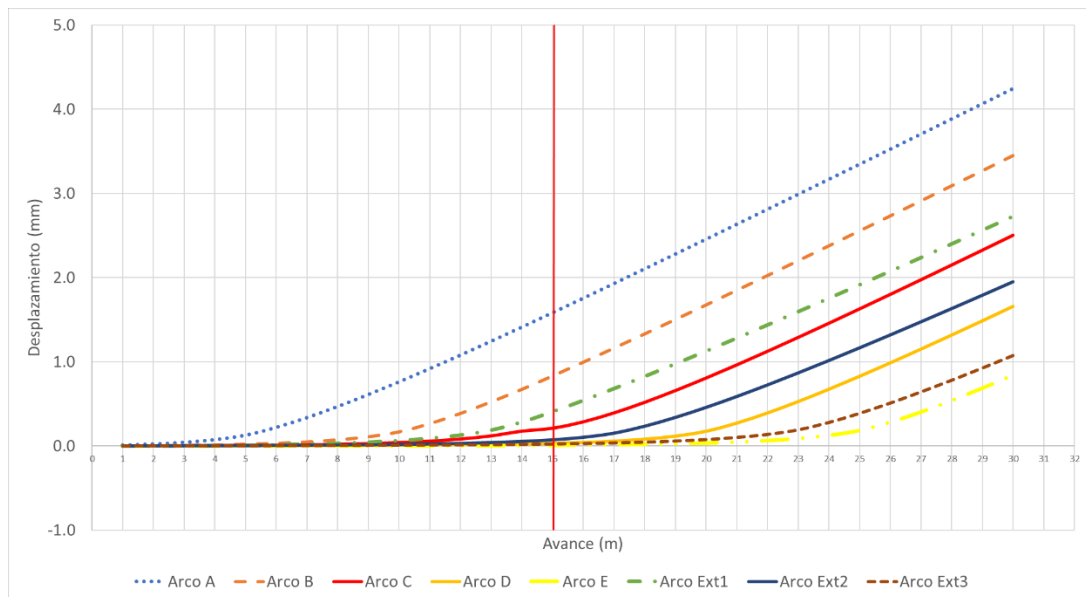


Figura 8.18 Desplazamientos acumulados en pared izquierda en eje x para avance 1 m - falla 90°

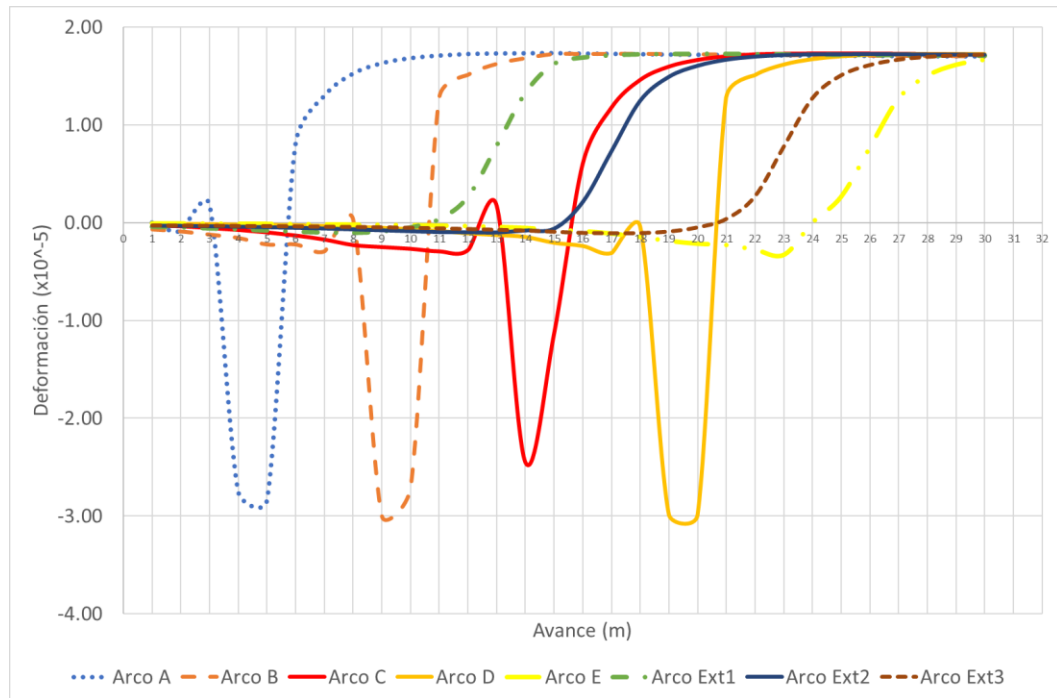


Figura 8.19 Deformación en pared izquierda en eje x para avance 1 m- falla 90°

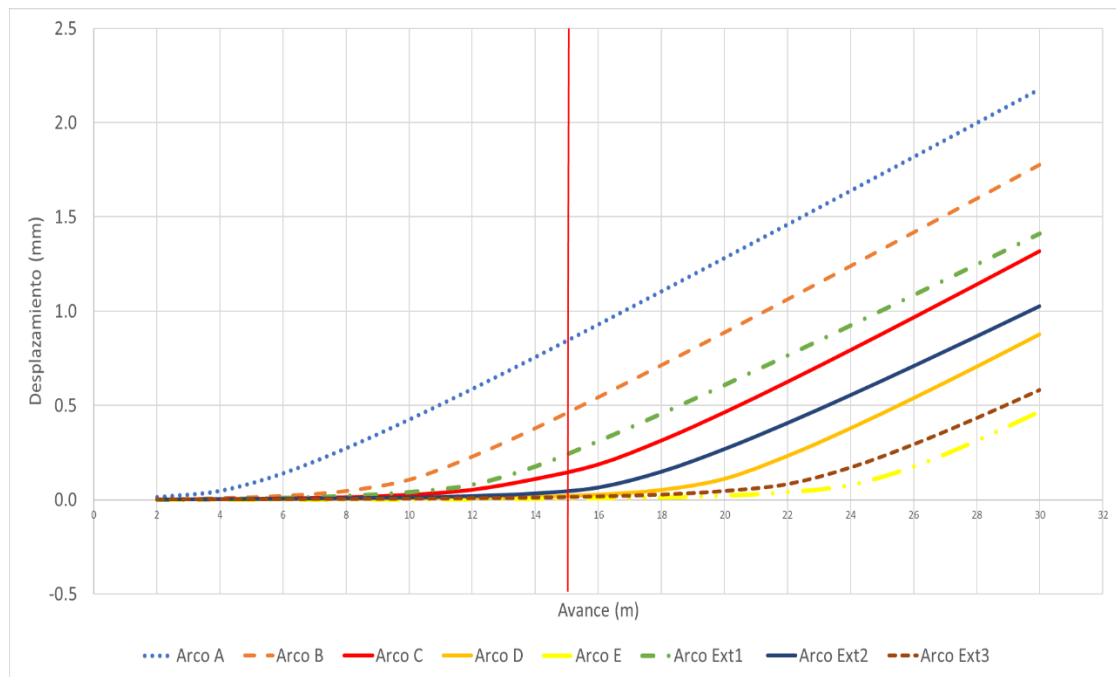


Figura 8.20 Desplazamientos acumulados en pared izquierda en eje x para avance 2 m - falla 90°

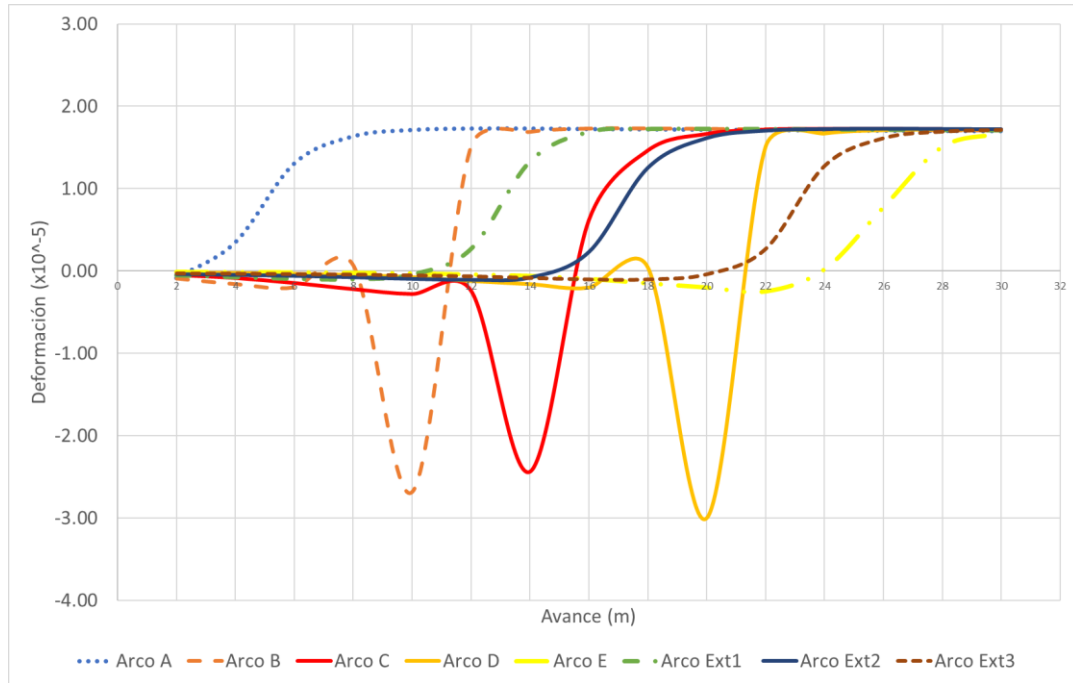


Figura 8.21 Deformación en pared izquierda en eje x para avance 2 m- falla 90°

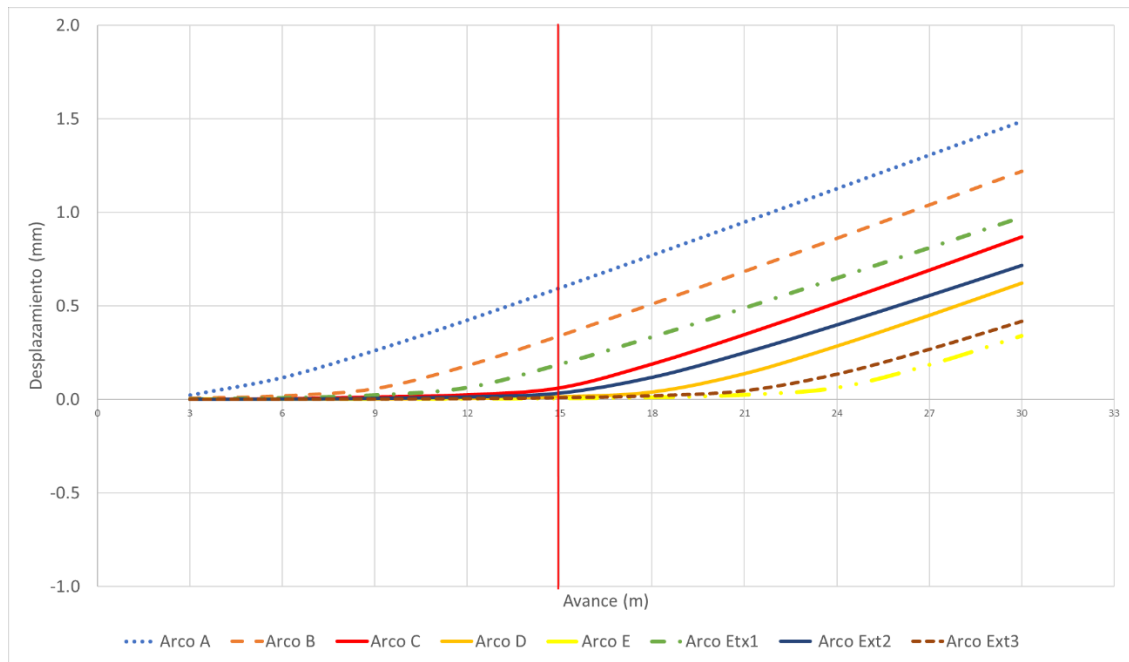


Figura 8.22 Desplazamientos acumulados en pared izquierda en eje x para avance 3 m - falla 90°

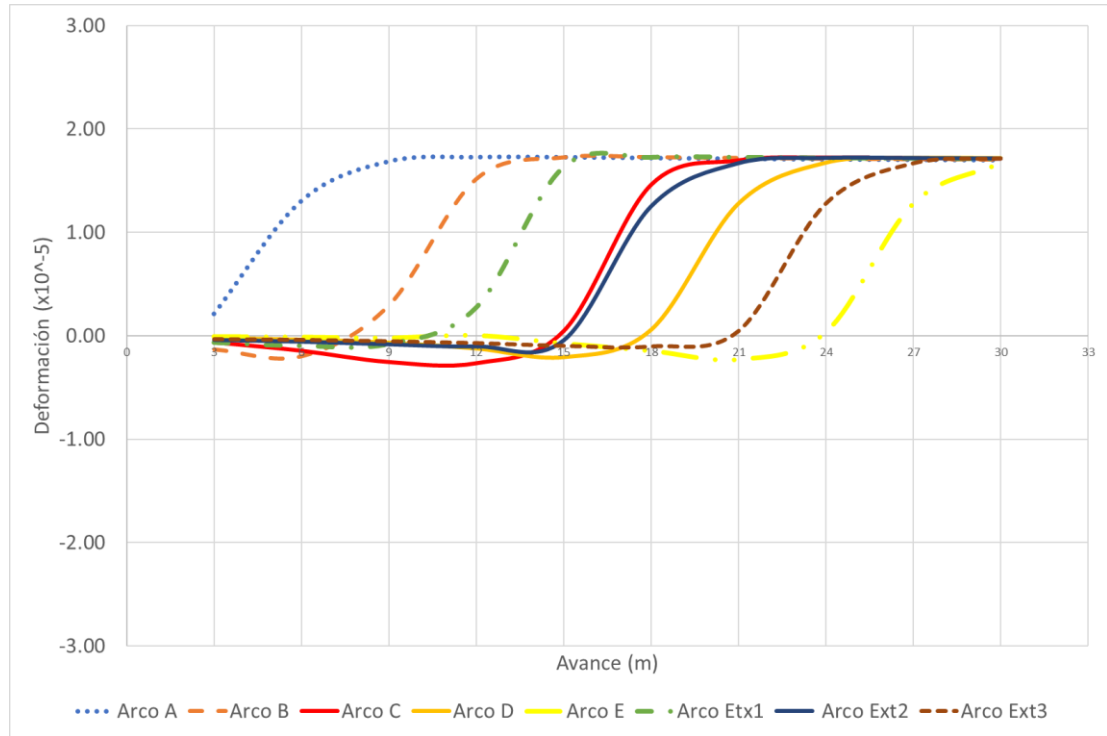


Figura 8.23 Deformación en pared izquierda en eje x para avance 3 m- falla 90°

8.5 Anexo E. Desplazamientos generados en las paredes según los metros excavados en la galería

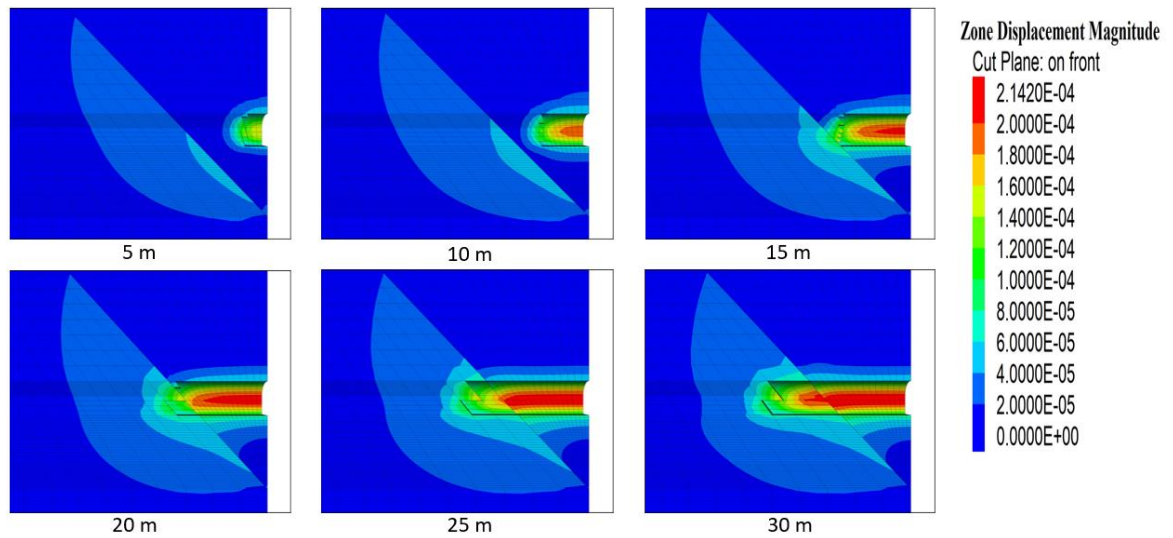


Figura 8.24 Desplazamientos en galería en función de los metros excavados con falla de 45° y avance de 0.5 m, vista norte-sur

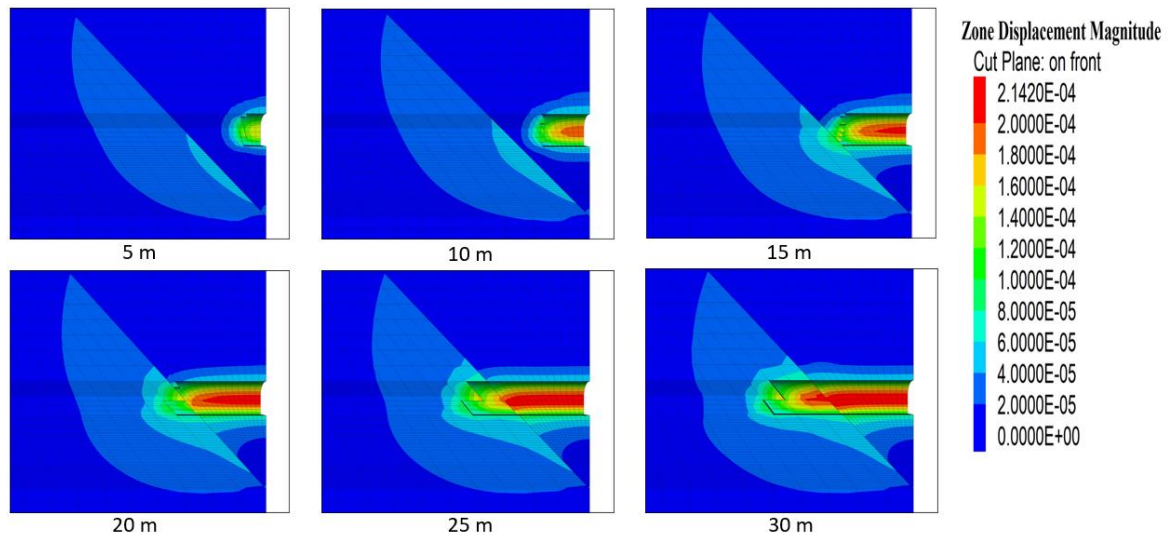


Figura 8.25 Desplazamientos en galería en función de los metros excavados con falla de 45° y avance de 1 m, vista norte-sur

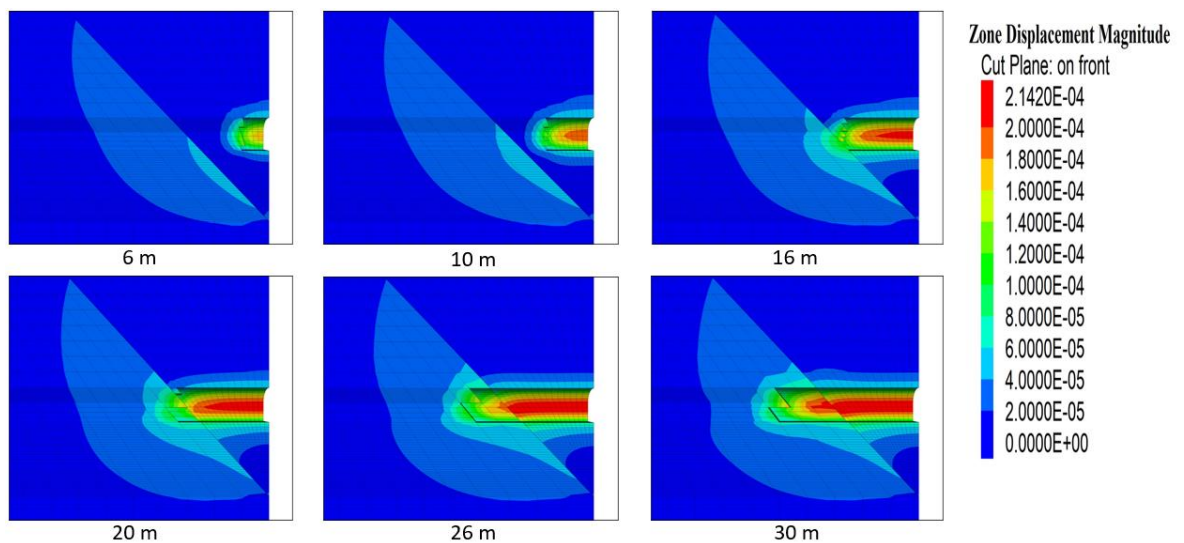


Figura 8.26 Desplazamientos en galería en función de los metros excavados con falla de 45° y avance de 2 m, vista norte-sur

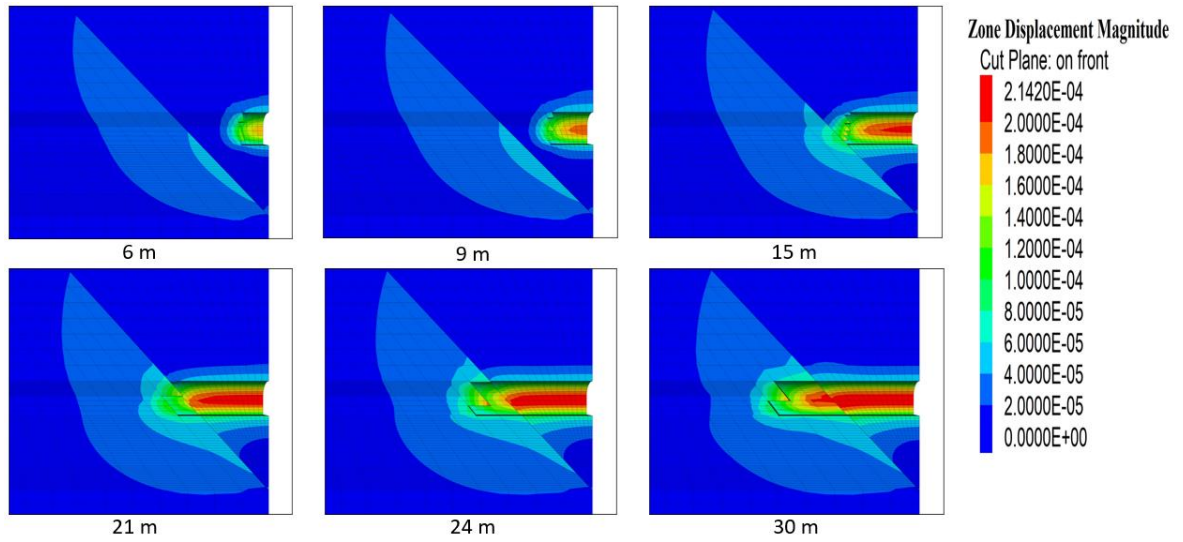


Figura 8.27 Desplazamientos en galería en función de los metros excavados con falla de 45° y avance de 3 m, vista norte-sur

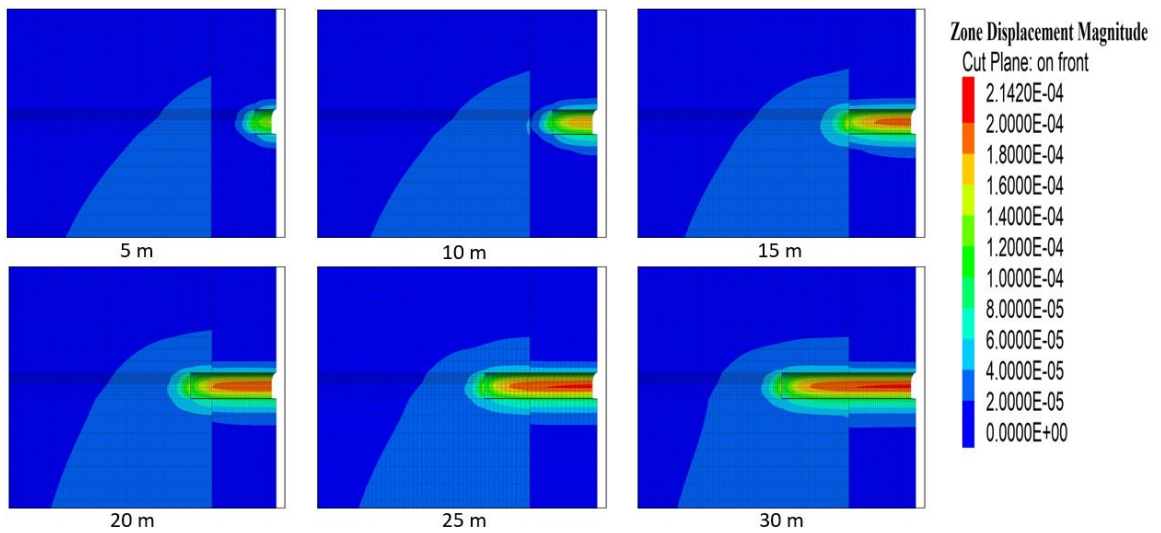


Figura 8.28 Desplazamientos en galería en función de los metros excavados con falla de 90° y avance de 0.5 m, vista norte-sur

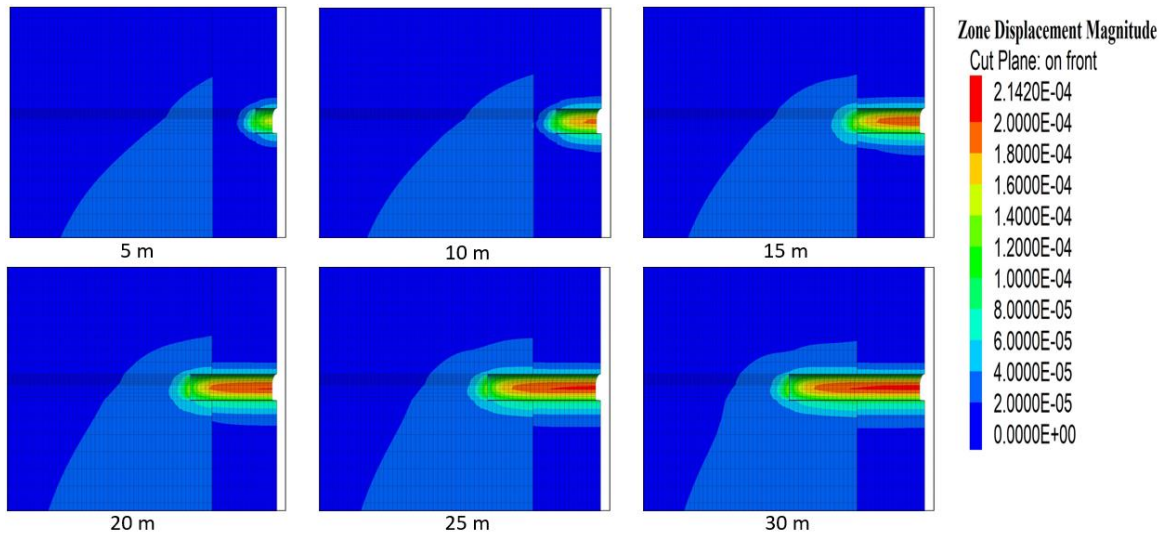


Figura 8.29 Desplazamientos en galería en función de los metros excavados con falla de 90° y avance de 1 m, vista norte-sur

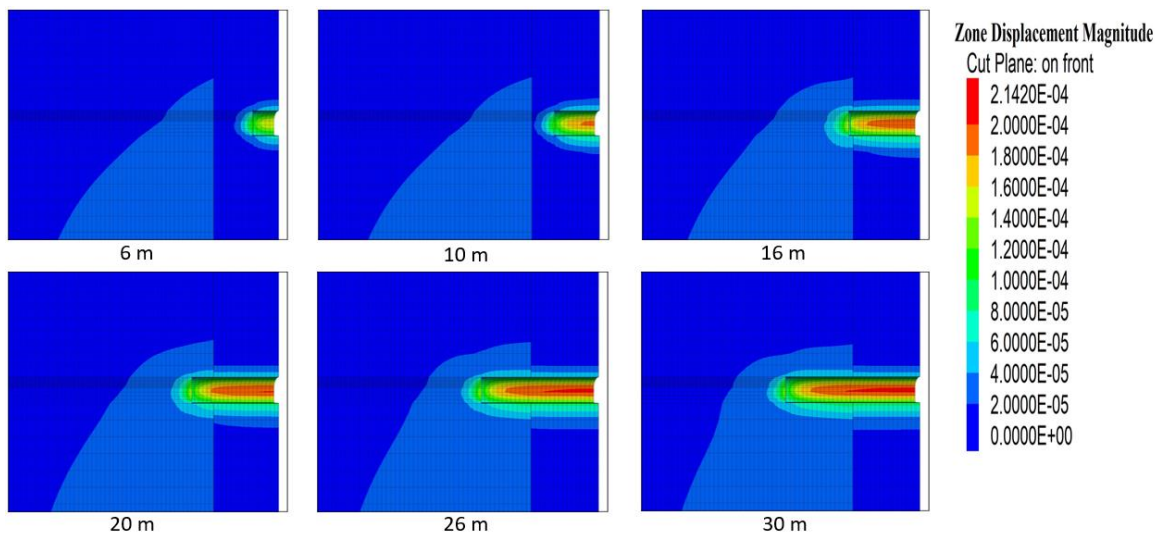


Figura 8.30 Desplazamientos en galería en función de los metros excavados con falla de 90° y avance de 2 m, vista norte-sur

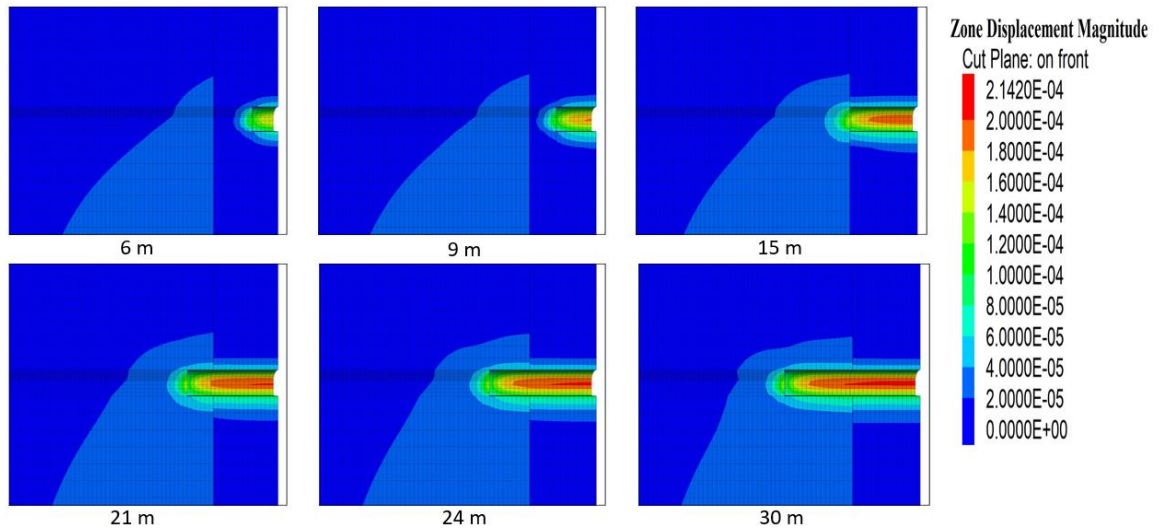


Figura 8.31 Desplazamientos en galería en función de los metros excavados con falla de 90° y avance de 3 m, vista norte-sur

8.6 Anexo F. Desplazamientos y deformaciones de arcos B y C

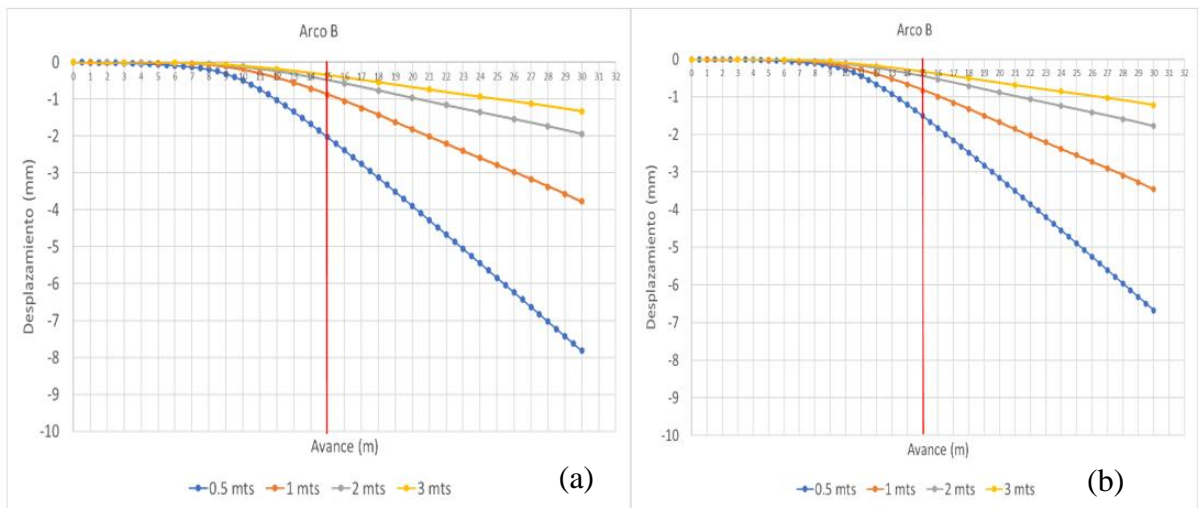


Figura 8.32 Comparación de avances para desplazamiento acumulado en arco B en pared derecha eje x - (a) 45° , (b) 90°

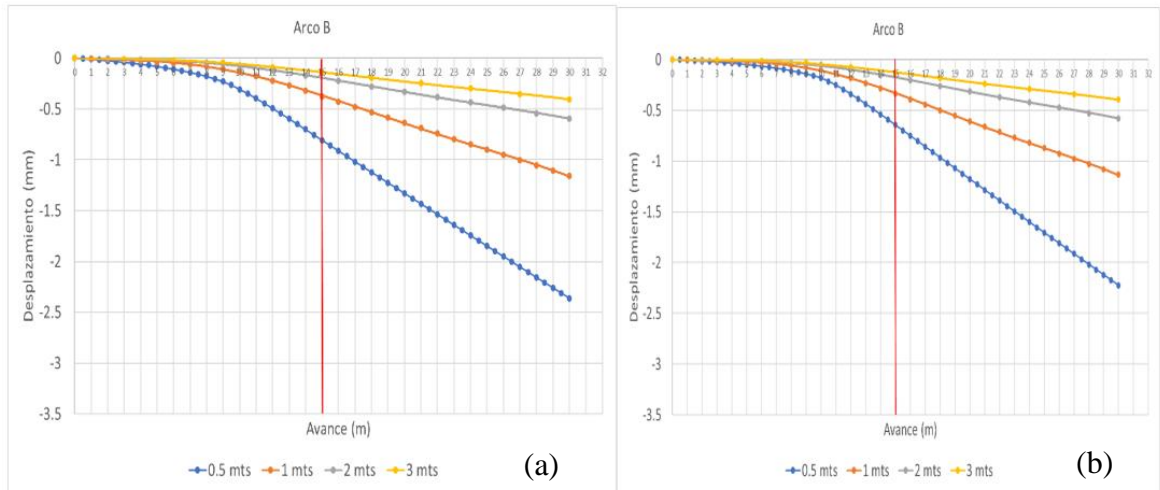


Figura 8.33 Comparación de avances para desplazamiento acumulado en arco B en techo eje z- (a) 45°, (b) 90°

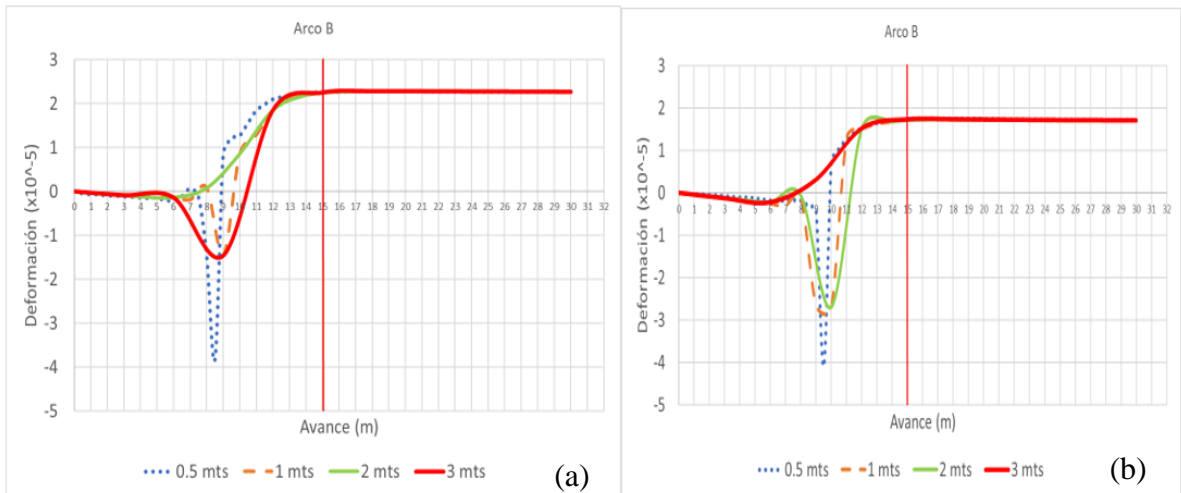


Figura 8.34 Comparación de avances para deformación en arco B en pared derecha eje x - (a) 45°, (b) 90°

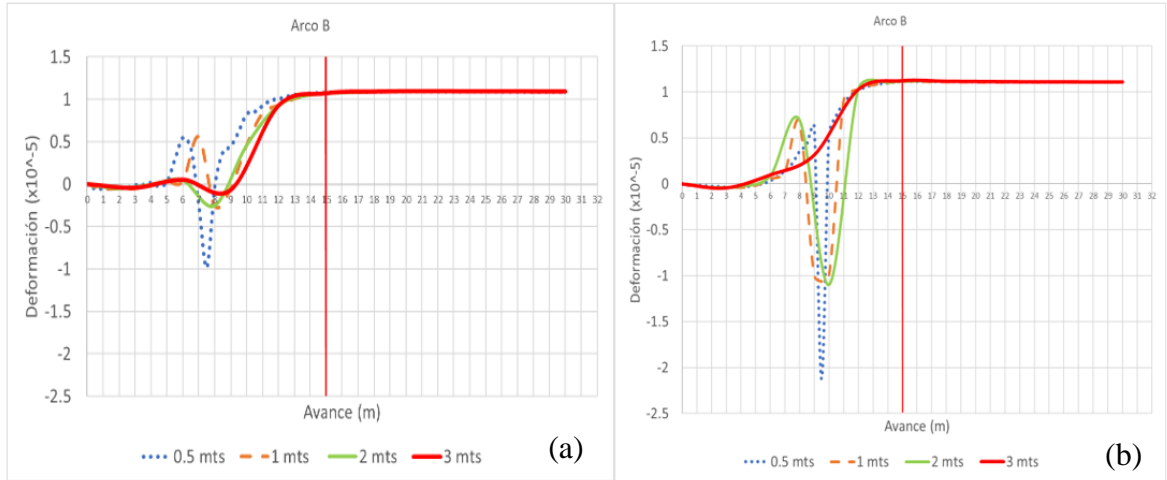


Figura 8.35 Comparación de avances para deformación en arco B en techo eje z - (a) 45°, (b) 90°

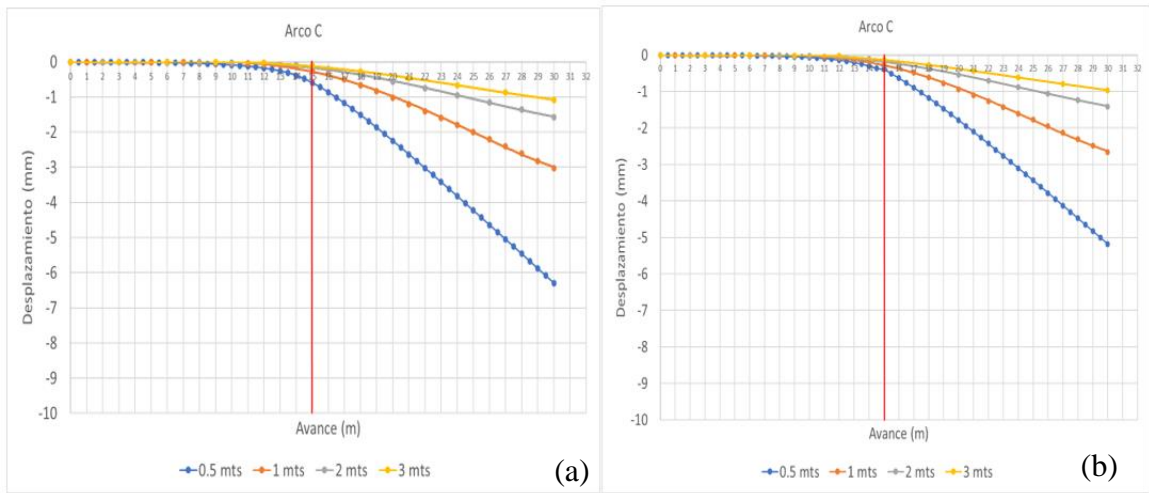


Figura 8.36 Comparación de avances para desplazamiento acumulado en arco C en pared derecha eje x - (a) 45°, (b) 90°

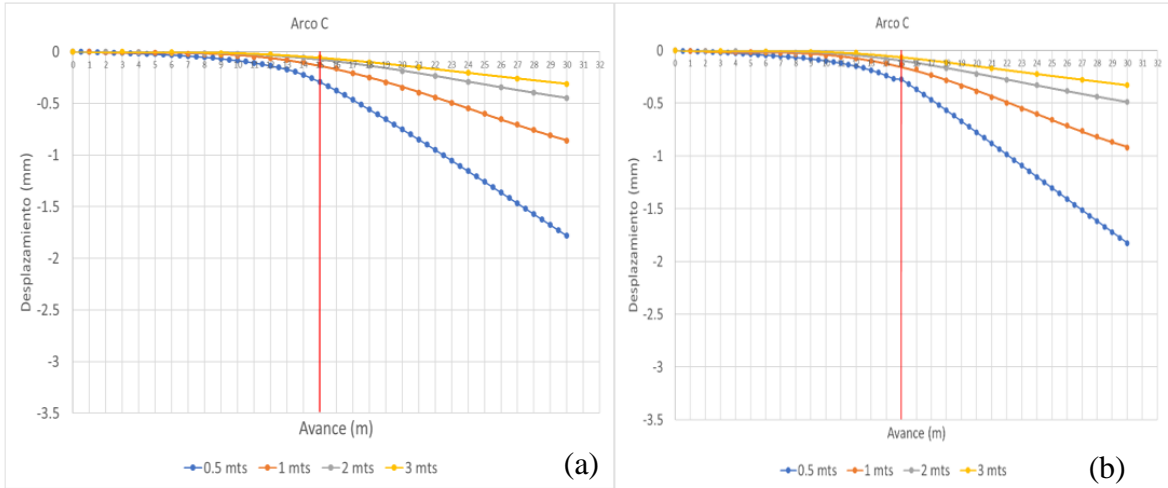


Figura 8.37 Comparación de avances para desplazamiento acumulado en arco C en techo eje z- (a) 45°, (b) 90°

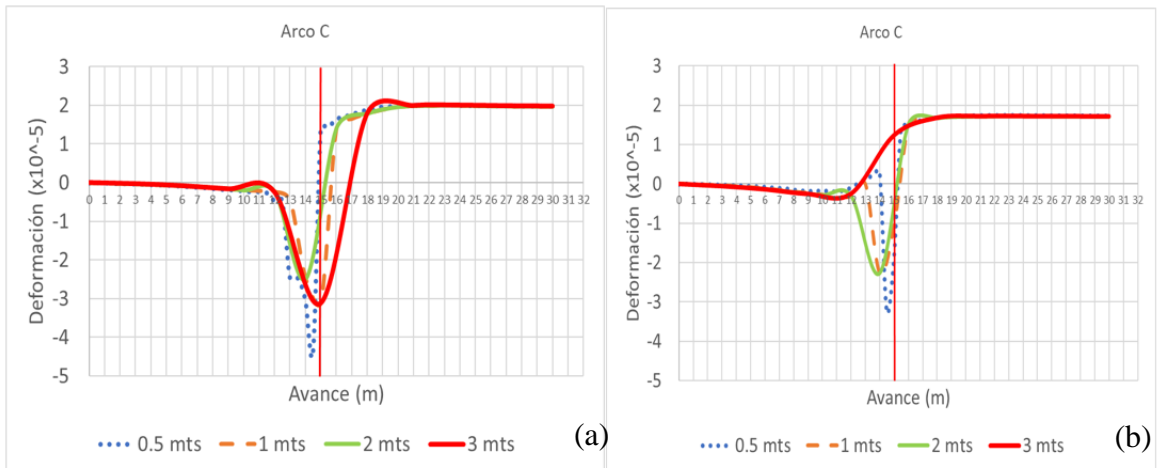


Figura 8.38 Comparación de avances para deformación en arco C en pared derecha eje x - (a) 45°, (b) 90°

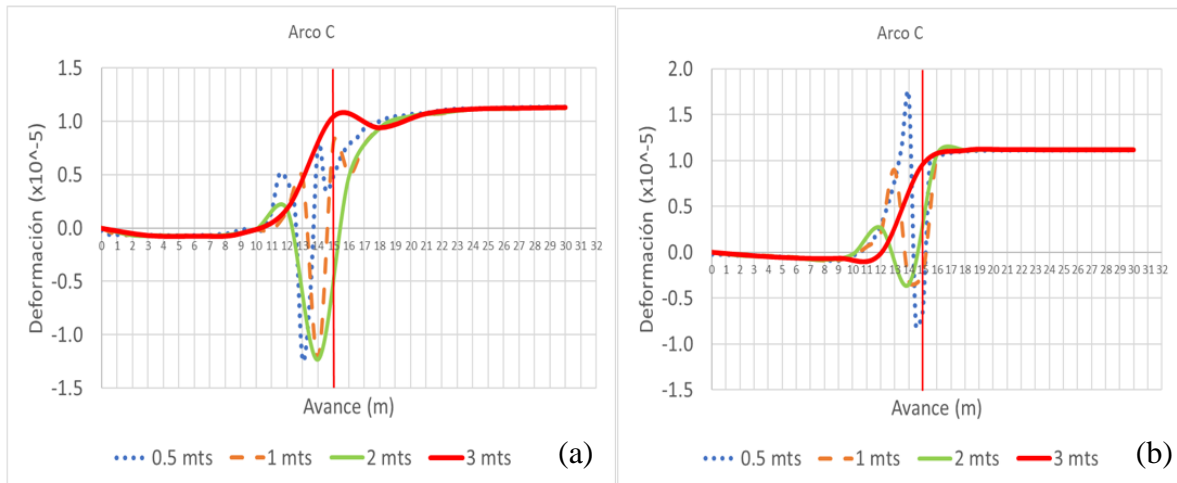


Figura 8.39 Comparación de avances para deformación en arco B en techo eje z - (a) 45° , (b) 90°

UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN - FACULTAD DE INGENIERÍA
Departamento de Ingeniería Metalúrgica
 Hoja Resumen Memoria de Título

Título: Análisis de estabilidad de la intersección entre un frente de avance y una falla geológica		
Nombre Memorista: IVÁN LUIS MONTECINOS NÚÑEZ		
Modalidad	Investigación	Profesor (es) Patrocinante (s)
Concepto	MUY BIEN	 Prof. René Gómez P.
Calificación	6.7	
Fecha	25.03.2024	
  Prof. René Gómez P.		Ingeniero Supervisor: Institución: Universidad de Concepción
Comisión (Nombre y Firma)		
 Ing. Diego Oyarzo O.		
Resumen		
<p>En minería subterránea existen muchas problemáticas que impiden el correcto desarrollo de las labores mineras, es por esto que a través de la historia se han creado muchas metodologías para enfrentar estas dificultades, tales como los métodos gráficos de estabilidad o los métodos numéricos, sin embargo, hay problemas que no tienen una posible solución, por lo tanto, se tienden a evitar. Un ejemplo de lo anterior son las excavaciones realizadas frente a fallas geológicas.</p> <p>La presente memoria busca poder establecer una relación entre los metros de avance por tronadura y la generación de desplazamientos en las galerías en presencia de fallas geológicas, permitiendo la construcción de estas labores y minimizar los riesgos geomecánicos asociados. Para esto se generaron distintos gráficos provenientes de ocho modelos los cuales se desarrollaron a partir de datos geomecánicos presentes en la literatura. Además, estos modelos se dividieron en dos grupos, unos con falla de 45° de inclinación y los otros con 90°, donde se les aplicó avances de tronadura de 0.5, 1, 2 y 3 metros.</p> <p>Los resultados obtenidos indicaron que el avance de 3 metros proporcionaba una mayor estabilidad de la galería puesto que originaba mucho menos desplazamiento y deformación que los otros casos.</p>		