

**UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS**

**EVALUACIÓN DEL POTENCIAL MICROSÍSMICO
ASOCIADO A UNA FALLA PRINCIPAL EN MINERÍA POR
HUNDIMIENTO**

**MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE
INGENIERO CIVIL DE MINAS**

OSVALDO ALFREDO SILVA RODRÍGUEZ

**PROFESOR GUÍA:
PATRICIO GÓMEZ PÉREZ**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
JAVIER VALLEJOS MASSA
CRISTIÁN ORREGO BERRÍOS**

SANTIAGO DE CHILE

2016

RESUMEN

La micro-sismicidad que se genera en las etapas de desarrollo y producción en el contexto del método de explotación minera mediante Panel Caving, puede ocasionar grandes pérdidas en la producción como también poner en riesgo la seguridad de los trabajadores. La redistribución de esfuerzos puede provocar la activación de alguna falla principal cercana a la zona de producción, generando micro-sismos que pueden afectar directamente al frente de avance en el nivel de socavación.

El presente trabajo de título busca generar las primeras directrices para el desarrollo de modelamientos más complejos con un algoritmo de hundimiento desarrollado recientemente por el grupo consultor internacional Itasca. Lo anterior se hizo mediante el modelamiento de un caso estudio conceptual, consistente en estudiar la potencia sísmica que genera la activación de una falla principal ante el avance del proceso de hundimiento utilizando el software de modelamiento numérico *3DEC*.

Se realizó un análisis de sensibilidad a las variables características de la falla principal: manto, dirección de manto, cohesión, fricción y rigidez. El proceso fue aplicado a un caso base con sólo socavación y posteriormente en un caso activando el algoritmo hundimiento; finalmente se realiza una comparación de dos estrategias de extracción para ver su efecto en la potencia sísmica.

Los resultados obtenidos mostraron que en el caso base un GSI menor en el macizo rocoso circundante implicó un aumento en el potencial sísmico, generando micro-sismos de mayor magnitud dado que el macizo era más deformable. Existe un efecto contrario cuando hay hundimiento, ya que al ser más deformable el macizo, la cavidad se propaga más rápido intersectando antes a la falla y disminuyendo los niveles de potencia sísmica.

Tanto en el caso base como en el caso con hundimiento, modificaciones en la cohesión y la rigidez de la estructura no ocasionaron una variabilidad significativa en los niveles de potencia sísmica. No así la fricción, que al ser menor implicó un aumento en la sismicidad.

Finalmente se compararon dos planes de producción de los cuales resultó más favorable, es decir con menor potencia sísmica, aquel que retrasa el desarrollo del frente de producción respecto de la intersección de la socavación con la falla analizada.

ABSTRACT

The seismicity that occurs in mine development and production stage in the context of the Panel Caving method, can induce significant economic losses in production as well as putting the safety of worker at risk. The stress redistribution can cause an activation in a major fault near production zone, generating seismic events that may directly affect the zone of development in the undercut level.

This study seeks to generate initial guidelines to the development of more complex numerical model applying a caving algorithm developed by the international consulting group of Itasca. This was done by modeling a conceptual study, about studying seismic potency that generate the principal fault's activation in the face of caving propagation using the *3DEC* numerical modeling software.

It has been made a sensibility analysis to the characteristics variables of a major fault: dip, dip direction, cohesion, friction angle and stiffness. The process was applicate to a base case only with undercut level and then a case activating the caving algorithm; finally, it is performed a comparison between two mining strategies to seek their effect on seismic potency.

From the results the base case with less GSI in the rock mass, the seismic potency was higher than the case with major GSI, generating micro-seismic events with a high magnitude because the rock mass was more deformable. There is a counter effect when caving exist, because the rock mass being more deformable, the caveback has a higher propagation intersecting before the principal fault and decreasing seismic potency levels.

Both, base case and caving case, modifications in cohesion and stiffness of the structure have not significant variability in seismic potency's levels. Not like friction, that a minor value caused a higher seismic events.

Finally, it has been compared two mining plans these results more favorable, that is with a low seismic potency, the plan that delayed the development of the production front in respect of the intersection of the caveback with the analyzed fault.

AGRADECIMIENTOS

Quisiera agradecer en primer lugar a Itasca S.A por darme la oportunidad y la confianza de desarrollar este tema de memoria, en especial a Patricio Gómez quien fue mi tutor y profesor guía durante el desarrollo de éste, siempre con la mayor voluntad y disposición a ayudarme a finalizar mi trabajo. También quiero mencionar a Cristián Orrego, quien propuso el tema de memoria y siempre me dio las directrices de cómo abordar la problemática.

A todas las personas que conforman el Departamento de Minería, tanto funcionarios, académicos y alumnos. Todos se encargan de generar un ambiente grato y de compañerismo, que no se logra en ningún otro lado dentro de la Escuela de Ingeniería.

Quiero mencionar también a mi profesor co-guía, Javier Vallejos. Quien me permitió trabajar con él en ayudantía y auxiliares, aumentando mi conocimiento en geomecánica, además me ayudó en la última parte de este trabajo.

Deseo agradecer a las personas con quienes he compartido momentos llenos de alegría y han sido un apoyo inmenso, mis amigos de la vida que son la familia que uno elige: Nicolás, Joaquín y Rodolfo. Agradecer mis amigos de PBP que, sin sus panoramas, el periodo universitario hubiese sido más difícil de lo que fue.

No hubiese sido posible terminar mi carrera sin el apoyo, cariño y amor de mi familia. Gracias mamá y papá por su apoyo incondicional durante estos 6 años, por esforzarse día a día para entregarme las herramientas que necesité, por enseñarme que siempre los objetivos que uno se propone se logran en base a esfuerzo y dedicación, por entregarme su sabiduría y por consentirme durante todo este tiempo. A mi hermano Renato que a pesar de ser el menor siempre tuvo paciencia para soportar mis arrebatos que me ocasionó el estrés de la universidad. Gracias Nana por cuidarme y regalarme desde que tenía 3 meses de vida, siempre serás mi segunda madre. A mis primos Felipe y Rodrigo, por estar siempre cuando los necesité y ayudar a distraerme del mundo académico. Gracias a todos mis tíos, tías y primos.

Tabla de contenidos

RESUMEN.....	i
ABSTRACT.....	ii
AGRADECIMIENTOS	iii
CAPÍTULO 1	1
1.1 Introducción.....	1
1.2 Motivación del Trabajo	2
1.3 Objetivos	2
1.3.1 Objetivo General	2
1.3.2 Objetivos Específicos.....	2
1.4 Alcances del Estudio	3
1.5 Estructura del Trabajo de Investigación	3
CAPÍTULO 2: ANTECEDENTES.....	4
2.1 Antecedentes Generales sobre Panel Caving	4
2.1.1 Hundibilidad.....	4
2.1.2 Modelo Conceptual del Proceso de Hundimiento.....	6
2.1.3 Tipos de Panel Caving	7
2.2 Modelamiento Numérico en Mecánica de Rocas	11
2.2.1 Tipos de Modelamiento Numérico.....	12
2.2.2 Modelamiento Numérico del Hundimiento	19
2.3 Sismicidad	23
CAPÍTULO 3: METODOLOGÍA	26
CAPÍTULO 4: MODELAMIENTO NUMÉRICO MEDIANTE <i>3DEC</i>	29
4.1 Construcción de modelo caso base en <i>3DEC</i>	29
4.1.1 Modelo constitutivo	29
4.1.2 Propiedades del macizo rocoso	30
4.1.3 Propiedades de la falla principal	31
4.1.4 Tamaño del modelo.....	31
4.1.5 Tamaño de la zonificación	33
4.1.6 Condiciones de borde.....	34

4.1.7	Estado tensional In-Situ	35
4.1.8	Construcción de socavación inicial.....	37
4.1.9	Avance en dirección hacia la falla	40
4.1.10	Equilibrio de fuerzas en estado pre-minería.....	42
4.1.11	Excavación de socavación inicial.....	44
4.1.12	Excavación de avance de socavación.....	45
4.1.13	Cálculo de sismicidad	46
4.2	Construcción de modelo con hundimiento en <i>3DEC</i>	47
4.2.1	Modelo constitutivo	47
4.2.2	Tamaño de la zonificación	48
4.2.3	Construcción malla de extracción de socavación inicial.....	48
4.2.4	Construcción malla de extracción de socavación de avance.....	50
4.2.5	Plan de extracción	51
4.2.6	Hundimiento.....	52
CAPÍTULO 5: RESULTADOS Y ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD		55
5.1	Modelo base	55
5.1.1	Caso inicial.....	55
5.1.2	Casos con diferente manto y dirección de manto	59
5.1.3	Casos con diferentes parámetros de resistencia y rigidez	63
5.2	Modelo con Hundimiento.....	72
5.2.1	Caso inicial.....	72
5.2.2	Casos con diferente manto	76
5.2.3	Casos con distintos parámetros de calidad geomecánica	82
5.2.4	Caso con distinto plan de producción	90
CAPÍTULO 6: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		97
6.1	Conclusiones del estudio	97
6.1.1	Modelo Base	97
6.1.2	Modelo con Hundimiento	98
6.2	Recomendaciones	99
Bibliografía		100

ANEXO A.....A-1
ANEXO B.....B-1
ANEXO C.....C-1

Listado de figuras

Figura 2-1: Gráfico de hundibilidad de Laubscher (Barlett, 1998).....	5
Figura 2-2: Modelo conceptual de un hundimiento (Duplancic & Brady, 1999)	6
Figura 2-3: Panel Caving con hundimiento convencional (Roja et al, 2000)	7
Figura 2-4: Esfuerzos inducidos Panel Caving con hundimiento convencional (Karzulovic, 1998)	8
Figura 2-5: Panel Caving con hundimiento previo (Rojas et al, 2000).....	9
Figura 2-6: Esfuerzos inducidos Panel Caving con hundimiento previo (Karzulovic, 1998)	9
Figura 2-7: Panel Caving con hundimiento avanzado (Jofré et al, 2000).....	10
Figura 2-8: Esfuerzos inducidos Panel Caving con hundimiento avanzado (Karzulovic, 1998)	10
Figura 2-9: Comparación de métodos diferenciales (Vallejos, 2015; apuntes curso MI6061)	14
Figura 2-10: Método de elementos de borde.....	14
Figura 2-11: Atributos de métodos de elementos discretos (Cundall y Hart, 1992).....	17
Figura 2-12: Cronología de métodos de elementos distintos	19
Figura 2-13: Tipos de comportamiento del macizo (Vallejos, 2015; apuntes curso MI4060).....	20
Figura 2-14: Diagrama de flujo de simulación de un hundimiento en programa FLAC3D (Board & Pierce, 2009)	23
Figura 3-1: Resumen de metodología	28
Figura 4-1: Vista isométrica de las regiones de zonificación	34
Figura 4-2: Condiciones de borde del modelo	35
Figura 4-3: Gráfico de hundibilidad de Laubscher (Barlett, 1998).....	38
Figura 4-4: Socavación inicial en modelo caso base, vista isométrica	39
Figura 4-5: Socavación inicial en modelo caso base, vista plano YZ.....	39
Figura 4-6: Socavación inicial en modelo caso base, vista plano XY	40
Figura 4-7: Modelo caso base de avance en dirección a la estructura, vista isométrica.	41
Figura 4-8: Modelo caso base de avance en dirección a la estructura, plano YZ.	41
Figura 4-9: Modelo caso base de avance en dirección a la estructura, plano XY.....	42
Figura 4-10: Gráfico de fuerzas desbalanceadas en modelo elástico.....	43
Figura 4-11: Gráfico de fuerzas desbalanceadas en modelo CaveHoek.	44
Figura 4-12: Extracción de socavación inicial en modelo caso base, plano YZ.....	45
Figura 4-13: Extracción de avance de 80 metros en modelo caso base, plano YZ.....	46
Figura 4-14: Algoritmo de cálculo de sismicidad	47
Figura 4-15: Malla de extracción de 20 x 15 m sin operativizar	49
Figura 4-16: Puntos de extracción de socavación inicial	50
Figura 4-17: Puntos de extracción del plan de avance	51
Figura 4-18: Modelo con hundimiento en el periodo 3, vista isométrica	52

Figura 4-19: Modelo con hundimiento en el periodo 3, plano YZ	53
Figura 4-0-20: Modelo con hundimiento en el periodo 9, vista isométrica	53
Figura 4-21: Modelo con hundimiento en el periodo 9, plano YZ	54
Figura 5-1: Etapa pre-excavación	55
Figura 5-2: Etapa con un avance de socavación de 70 m.	56
Figura 5-3: Etapa con un avance de socavación de 80 m.	56
Figura 5-4: Etapa con un avance de socavación de 100 m.	57
Figura 5-5: Etapa con un avance de socavación de 120 m.	57
Figura 5-6: Potencia sísmica Caso 1.1.....	58
Figura 5-7: Magnitud de sismos Caso 1.1.....	59
Figura 5-8: A: Caso 1.1 & B: Caso 1.2, plano YZ.....	60
Figura 5-9: A: Caso 1.3 & B: Caso 1.4, plano YZ.....	60
Figura 5-10: Potencia sísmica acumulada casos 1.1-1.4 con GSI 70.....	61
Figura 5-11: Potencia sísmica acumulada casos 1.1-1.4 con GSI 55.....	61
Figura 5-12: Esquema distancia mínima entre frente y la falla con manteo 60°	62
Figura 5-13: Esquema distancia mínima entre frente y falla con manteo 30°	62
Figura 5-14: Potencia sísmica acumulada casos 1.5-1.8 con GSI 70.....	64
Figura 5-15: Potencia sísmica acumulada casos 1.5-1.8 con GSI 55.....	65
Figura 5-16: Pendiente de potencia sísmica con GSI 70	65
Figura 5-17: Pendiente potencia sísmica con GSI 55	66
Figura 5-18: Área deslizante acumulada con GSI 70.....	67
Figura 5-19: Área deslizante acumulada con GSI 55.....	68
Figura 5-20: Potencia sísmica variando rigidez Casos 1.9-1.10 con GSI 70.....	69
Figura 5-21: Potencia sísmica variando rigidez Casos 1.9-1.10 con GSI 55	69
Figura 5-22: Área deslizante acumulada variando rigidez Casos 1.9-1.10 con GSI 70..	70
Figura 5-23: Área deslizante acumulada variando rigidez Casos 1.9-1.10 con GSI 55..	70
Figura 5-24: Plan de avance en el caso con hundimiento.	73
Figura 5-25: Periodos a1m1(A) y a1m2 (B) del Caso 2.1	73
Figura 5-26: Periodos a1m3(A) y a1m4 (B) del Caso 2.1	74
Figura 5-27: Periodos a1m5(A) y a1m6 (B) del Caso 2.1	74
Figura 5-28: Periodos a1m7(A) y a1m8 (B) del Caso 2.1	74
Figura 5-29: Periodos a1m9(A) y a1m10 (B) del Caso 2.1	75
Figura 5-30: Periodos a1m11(A) y a1m12 (B) del Caso 2.1	75
Figura 5-31: Potencia sísmica acumulada Caso 2.1.....	75
Figura 5-32: Propagación del hundimiento en el periodo a1m11 de los casos 2.1 (A) y 2.2 (B) con GSI 70	77
Figura 5-33: Propagación del hundimiento en el periodo a1m11 de los casos 2.3 (A) y 2.4 (B) con GSI 70	77
Figura 5-34: Propagación del hundimiento en el periodo a1m11 de los casos 2.1 (A) y 2.2 (B) con GSI 55	78

Figura 5-35: Propagación del hundimiento en el periodo a1m11 de los casos 2.3 (A) y 2.4 (B) con GSI 55	78
Figura 5-36: Potencia sísmica casos 2.1-2.4 con GSI 70	79
Figura 5-37: Potencia sísmica casos 2.1-2.4 con GSI 55	79
Figura 5-38: Pendientes de potencia sísmica Casos 2.1-2.4 con GSI 70	80
Figura 5-39: Pendientes de potencia sísmica Casos 2.1-2.4 con GSI 55	80
Figura 5-40: Área deslizante casos 2.1-2.4 con GSI 70	81
Figura 5-41: Área deslizante casos 2.1-2.4 con GSI 55	82
Figura 5-42: Potencia sísmica acumulada casos 2.5-2.8 con GSI 70.....	83
Figura 5-43: Potencia sísmica acumulada casos 2.5-2.8 con GSI 55.....	84
Figura 5-44: Pendientes de potencia sísmica Casos 2.5-2.7 con GSI 70	84
Figura 5-45: Pendientes de potencia sísmica Casos 2.5-2.7 con GSI 55	85
Figura 5-46: Área deslizante casos 2.5-2.7 con GSI 70	85
Figura 5-47: Área deslizante casos 2.5-2.7 con GSI 55	86
Figura 5-48: Potencia sísmica variando rigidez Casos 2.8-2.9 con GSI 70	87
Figura 5-49: Potencia sísmica variando rigidez Casos 2.8-2.9 con GSI 55	87
Figura 5-50: Área deslizante variando rigidez Casos 2.8-2.9 con GSI 70	88
Figura 5-51: Área deslizante variando rigidez Casos 2.8-2.9 con GSI 55	88
Figura 5-52: Plan de avance con plan de producción retardado	91
Figura 5-53: Caso 2.3 con GSI 70; (A) Periodo a1m6 & (B) Periodo a1m8	91
Figura 5-54: Caso 2.3 con plan de producción retardado con GSI 70; (A) Periodo a1m6 & (B) Periodo a1m8.....	92
Figura 5-55: Caso 2.3 con GSI 70; (A) Periodo a1m10 & (B) Periodo a2m1	92
Figura 5-56: Caso 2.3 con plan de producción retardado con GSI 70; (A) Periodo a1m10 & (B) Periodo a2m1	92
Figura 5-57: Caso 2.3 con GSI 55; (A) Periodo a1m6 & (B) Periodo a1m8	93
Figura 5-58: Caso 2.3 con plan de producción retardado con GSI 55; (A) Periodo a1m6 & (B) Periodo a1m8.....	93
Figura 5-59: Caso 2.3 con GSI 55; (A) Periodo a1m10 & (B) Periodo a2m1	93
Figura 5-60: Caso 2.3 con plan de producción retardado con GSI 55; (A) Periodo a1m10 & (B) Periodo a2m1	94
Figura 5-61: Potencia sísmica Caso 2.2 plan de producción retardado con GSI 70	94
Figura 5-62: Potencia sísmica Caso 2.2 plan de producción retardado con GSI 55	95
Figura 5-63: Área deslizante Caso 2.2 plan de producción retardado con GSI 70	95
Figura 5-64: Área deslizante Caso 2.2 plan de producción retardado con GSI 55	96
Figura A-1: Avance de socavación desde los 10 m a 60 m de izq. a derecha.....	A-1
Figura A-2: Avance de socavación desde los 70 m a 120 m de izq. a derecha.....	A-1

Listado de tablas

Tabla 4-1: Parámetros de la roca.....	30
Tabla 4-2: Parámetros de falla principal	31
Tabla 4-3: Dimensiones del modelo general.....	32
Tabla 4-4: Dimensiones de la zona de interés dentro del modelo.....	33
Tabla 4-5: Coordenadas zonificación de 15 metros.....	33
Tabla 4-6: Coordenadas de zonificación de 30 metros	33
Tabla 4-7: Coordenadas de zonificación de 60 metros	34
Tabla 4-8: Valores de constantes y gradientes de esfuerzos in-situ en 3DEC	37
Tabla 4-9: Coordenadas socavación inicial.....	38
Tabla 4-10: Coordenadas zonificación de 20 metros.....	48
Tabla 4-11: Coordenadas de zonificación de 40 metros	48
Tabla 5-1: Casos con distinto manto y dirección de manto.....	59
Tabla 5-2: Distancia mínima entre frente y falla	63
Tabla 5-3: Casos con distintos parámetros de resistencia	64
Tabla 5-4: Magnitud de sismos con GSI 70.....	66
Tabla 5-5: Magnitud de sismos con GSI 55.....	67
Tabla 5-6: Casos con distintos parámetros de rigidez.....	68
Tabla 5-7: Cuadro comparativo de variación de rigidez con GSI 70.....	71
Tabla 5-8: Cuadro comparativo de variación de rigidez con GSI 55.....	71
Tabla 5-9: Magnitud de sismos caso 2.1	76
Tabla 5-10: Casos con distinto manto	76
Tabla 5-11: Casos con distintos parámetros de resistencia.....	83
Tabla 5-12: Casos con distintos parámetros de rigidez.....	86
Tabla 5-13: Cuadro comparativo de variación de rigidez GSI 70	89
Tabla 5-14: Cuadro comparativo de variación de rigidez GSI 55	90
Tabla B-1: Ubicación espacial de puntos de extracción de socavación inicial.....	B-1
Tabla B-2: Ubicación espacial de puntos de extracción de socavación inicial.....	B-2
Tabla B-3: Ubicación espacial de puntos de extracción de socavación inicial.....	B-3
Tabla B-4: Ubicación espacial de puntos de extracción de socavación inicial.....	B-4
Tabla C-1: Ubicación espacial de los puntos de extracción de socavación de avance .C-1	
Tabla C-2: Ubicación espacial de los puntos de extracción de socavación de avance .C-2	
Tabla C-3: Ubicación espacial de los puntos de extracción de socavación de avance .C-3	

Listado de ecuaciones

Ecuación 2-1: Radio Hidraulico.....	4
<i>Ecuación 2-2: Deformación de un cuerpo.</i>	20
Ecuación 2-3: Momento sísmico determinado por Heaton & Heaton, 1989	24
Ecuación 2-4: Potencia sísmica (Ben-Zion & Rice, 1981)	24
Ecuación 2-5: Momento sísmico (Mendecki, 1993).....	24
Ecuación 2-6: Magnitud local (Gutenberg & Richter, 1956).....	24
Ecuación 2-7: Energía sísmica (Mendecki, 1993)	24
Ecuación 2-8: Esfuerzo aparente (Wyss & Brune, 1968)	24
Ecuación 2-9: Magnitud local	24
Ecuación 2-10: Magnitud local (Hanks & Kanamori, 1979)	25
Ecuación 4-1: Módulos de deformación volumétrica	30
Ecuación 4-2: Módulo de corte	30
Ecuación 4-3: Parámetros Hoek-Brown modificado (Hoek et al, 2002)	31
Ecuación 4-4: Solución analítica alrededor de un túnel circular simplificada en un campo hidrostática, σ_r	31
Ecuación 4-5: Solución analítica alrededor de un túnel circular simplificada en un campo hidrostática, σ_θ	32
Ecuación 4-6: Solución analítica alrededor de una esfera simplificada en un campo hidrostática, σ_r	32
Ecuación 4-7: Solución analítica alrededor de una esfera simplificada en un campo hidrostática, σ_θ	32
Ecuación 4-8: Gradiente de esfuerzos in-situ en 3DEC	35
Ecuación 4-9: Gradiente de esfuerzos in-situ en 3DEC simplificado	36
Ecuación 4-10: Sistema de ecuaciones para eje z en 3DEC	36
Ecuación 4-11: Cálculo de constantes para ecuaciones de esfuerzos in-situ en 3DEC ..	36
Ecuación 4-12: Relación entre RMR y MRMR (Flores y Karzulovic 2002)	37

CAPÍTULO 1

1.1 Introducción

La evaluación geomecánica en el diseño de un proyecto minero es una etapa crucial para generar estabilidad dentro del sistema de explotación elegido y sustentabilidad de la mina a lo largo de los años. Esta evaluación dará el pie inicial para mantener una producción bajo todos los estándares de seguridad.

En el contexto de los estudios que se deben desarrollar para evaluar la transición de una mina explotada por rajo abierto a una mina subterránea, proceso en desarrollo en diversas operaciones a nivel mundial, el trabajo desarrollado en esta memoria busca obtener una primera experiencia en la aplicación de algoritmos numéricos que simulan el proceso de hundimiento sobre medios fracturados y la incidencia de dicho proceso en la sismicidad inducida del medio analizado. Lo anterior se logró en base al modelamiento de un caso conceptual, consistente en estudiar la respuesta sísmica de una falla principal ante el avance de un proceso de hundimiento, utilizando la metodología Panel Caving.

El método de Panel Caving o de hundimiento por Paneles corresponde a un sistema de explotación que se basa en el principio de generar el fracturamiento del mineral in-situ para que descienda por acción de la fuerza de gravedad. Antes de que se produzca el flujo de gravitacional de la roca, el macizo debe fragmentarse, proceso denominado Caving o hundimiento. La fragmentación debe generarse mediante una socavación en la base del cuerpo mineralizado. Al empezar a extraer la roca por los puntos de extracción los esfuerzos de corte generados en el techo del hundimiento que hace que esta última colapse y quiebre, generando que el material comience a desplazarse desde el nivel superior al inferior. Este proceso genera una redistribución de esfuerzos creando una zona de concentración de estos últimos cercana al frente de hundimiento llamada abutment stress capaz de generar daños en los niveles de producción y hundimiento.

En el caso de la presente investigación, se ha supuesto que en el sector involucrado por la socavación, se ha reconocido la presencia de una falla principal la cual se activa al momento de comenzar los trabajos mineros propios del sistema de explotación. Aquello genera niveles de sismicidad que producen riesgos en las labores mineras, pudiendo provocar estallidos de roca que comprometan la seguridad de trabajadores y la continuidad de la producción.

1.2 Motivación del Trabajo

La mayoría de los proyectos mineros que se encuentran en producción o que comenzarán a producir lo hacen bajo condiciones geomecánicas cada vez más adversas, dada las nuevas condiciones de esfuerzos. Esta situación es especialmente crítica en una transición de una mina explotada por rajo abierto a una mina subterránea, proceso en desarrollo en diversas operaciones a nivel mundial. Por lo anterior, es importante generar metodologías de análisis capaces de simular aquellas condiciones y poder anticiparse al comportamiento del macizo. En el presente estudio se analiza el comportamiento de una falla principal ubicada en el sector de la socavación, capaz de generar ondas micro-sísmicas que pongan en peligro a los trabajadores y el beneficio económico que entrega la explotación.

La mejor forma de homologar lo que ocurre en un macizo rocoso es utilizando un modelo numérico que utilice un código discontinuo de elementos distintos. Por aquello, existe un especial interés en utilizar el software *3DEC v5.0* que permita simular la respuesta de una falla principal y las consecuencias que genera su activación al sistema de explotación a medida que se va acercando la zona de abutment stress.

1.3 Objetivos

1.3.1 Objetivo General

El objetivo general es evaluar el potencial micro-sísmico ocasionado por la activación de una falla principal al entrar en contacto con la zona de abutment stress de una Panel Caving mediante la implementación de un modelo numérico en *3DEC*. Esto desarrolla en el marco de un modelo conceptual.

1.3.2 Objetivos Específicos

Para cumplir con el objetivo general, se identificaron los siguientes objetivos específicos claves:

- Implementar un algoritmo dentro del modelo numérico capaz de identificar el potencial micro-sísmico generado por la falla.
- Implementar el algoritmo de hundimiento probado en *FLAC3D* en *3DEC*.
- Analizar la sensibilidad de las propiedades de resistencia y orientación de la falla principal.
- En base a los resultados, se debe generar una estrategia de avance respecto del tiempo en que se deben iniciar los avances del frente de producción.

1.4 Alcances del Estudio

- El trabajo realizado corresponde a un caso conceptual sin datos reales de una mina en específico.
- No será motivo de estudio el plan de extracción minero propuesto, el cual genera el hundimiento del Panel Caving.
- El estudio utilizó propiedades de roca y de falla extraídos de la literatura.
- No se contempla una evaluación de la malla de extracción propuesta para el sistema de explotación.
- La micro-sismicidad ocasionada por la tronadura como operación unitaria no será un factor a considerar dentro del análisis.
- El modelo se encuentra en el marco del modelamiento numérico tridimensional en la plataforma *3DEC*, el cual corresponde a un software de elementos distintos.

1.5 Estructura del Trabajo de Investigación

Los resultados de la evaluación del potencial micro-sísmico en un caso conceptual se presentan en los siguientes capítulos:

Capítulo 1- Presentación del tema, describiendo los objetivos y alcances.

Capítulo 2- Antecedentes generales y principales asociados al tema de memoria, con un mayor detalle de revisión en las herramientas utilizadas para el desarrollo de éste.

Capítulo 3- Metodología empleada durante el desarrollo del trabajo.

Capítulo 4- Construcción de los modelos base y con hundimiento. Especificando en detalle los parámetros utilizados en el software *3DEC*.

Capítulo 5- Presentación de los resultados luego de aplicar distintos análisis de sensibilidad a los modelos numéricos construidos.

Capítulo 6- Conclusiones y recomendaciones.

CAPÍTULO 2

ANTECEDENTES

2.1 Antecedentes Generales sobre Panel Caving

La metodología de Caving consiste en generar roca fragmentada que sea capaz de descender por acción de la gravedad. Involucra un hundimiento del cuerpo mineralizado construyendo una serie de túneles paralelos a lo largo del cuerpo, perforando y tronando pilares entre ellos generando la capacidad de extraer el mineral desde los puntos de extracción en el nivel de producción. El diseño de estas operaciones típicamente se basa en el empleo de métodos empíricos basados en la caracterización del macizo combinados con la experiencia estimando así el radio hidráulico necesario para generar la cavidad y una correcta propagación del hundimiento (Laubscher, 2000).

2.1.1 Hundibilidad

La hundibilidad autosustentable es un requisito fundamental en el método de Panel Caving que se requiere para iniciar el proceso de Caving o hundimiento en el macizo rocoso. Para estimar la factibilidad del hundimiento se utiliza un parámetro llamado radio hidráulico donde se define el área mínima necesaria que se necesita para comenzar a hundir.

El Radio Hidraulico (RH) se define como (Mathews, 1980):

$$RH = \frac{\text{Área}}{\text{Perímetro}} [m]$$

Ecuación 2-1: Radio Hidraulico

Existen 6 factores que influyen en la hundibilidad (Kendorski, 1978; Mahtab, 1973; Diering & Laubscher, 1987):

- Geometría y resistencia de discontinuidad
- Resistencia del macizo rocoso
- Geometría del yacimiento
- Dimensión, secuencia y dirección de hundimiento con respecto a las estructuras
- Esfuerzos inducidos en el techo de la cavidad
- Tronadura

Para determinar si la zona que se requiere hundir posee la capacidad, es práctica común emplear el siguiente gráfico que relaciona el radio hidráulico con el parámetro de calidad del macizo denominado MRMR (Mining Rock Mass Rating - Laubscher, 1977):

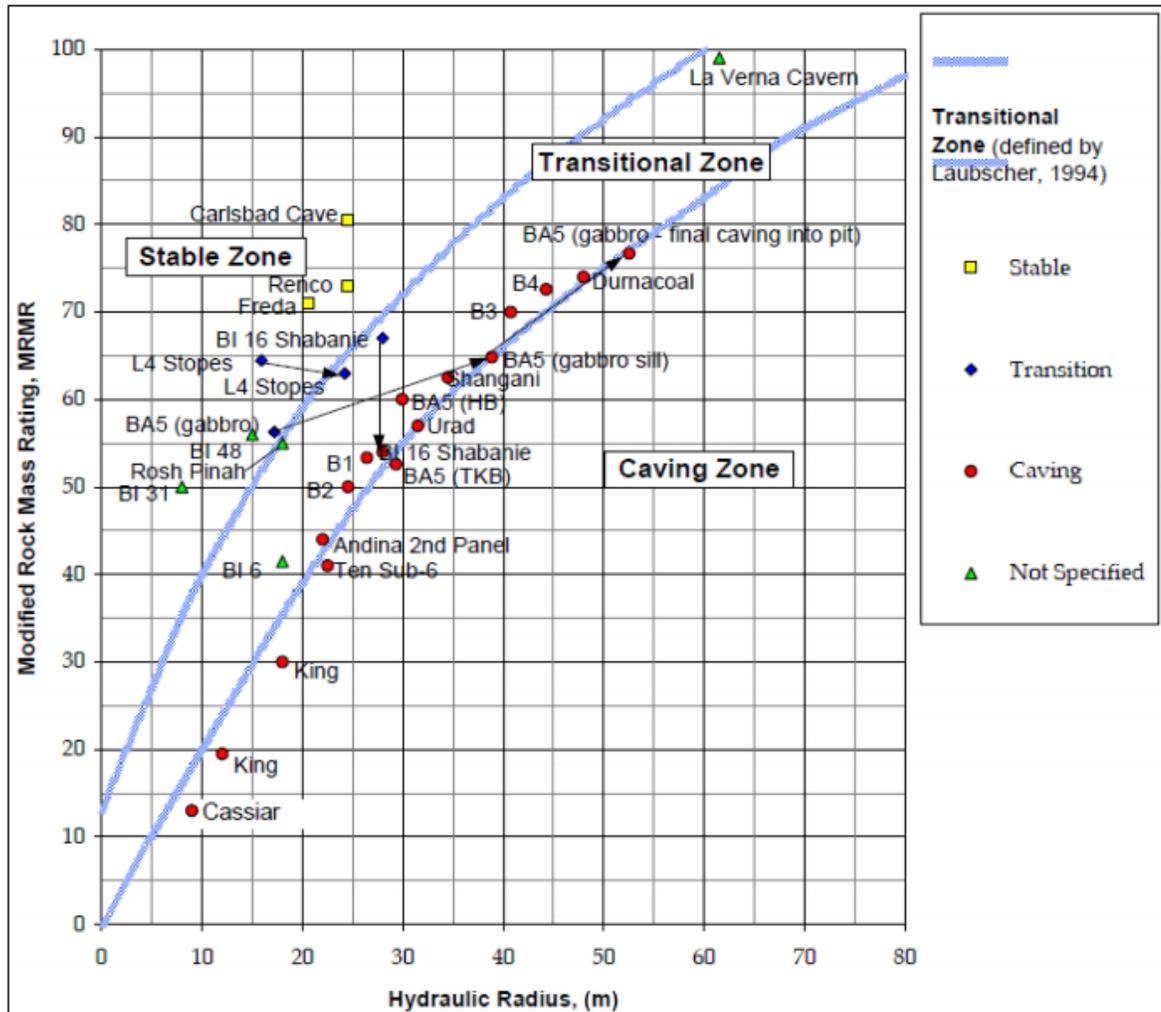


Figura 2-1: Gráfico de hundibilidad de Laubscher (Barlett, 1998)

Considerando la existencia de diversos métodos de clasificación de macizos rocosos, en algunos casos se utiliza la siguiente conversión, que permite emplear el índice RMR de Bieniawski (Flores & Karzulovic 2002):

$$MRMR \approx 0.9 \times RMR$$

En el gráfico anterior se define como **Zona Estable** aquella que no logra hundir de forma autosustentable, **Zona de Transición** en donde el hundimiento es intermitentemente estable o autosustentable; finalmente en la **Zona de Caving** ocurre un progresivo hundimiento en el techo y paredes (Laubscher, 1994).

2.1.2 Modelo Conceptual del Proceso de Hundimiento

Existe un modelo conceptual del desarrollo del hundimiento que consiste en cuatro regiones principales de comportamiento (Duplancic & Brady, 1999):

1. **Dominio Pseudo – Continuo:** Corresponde a la roja caja que se comporta elásticamente alrededor de la región de hundimiento. El comportamiento y propiedades del macizo son las de uno sin perturbar.
2. **Zona Sismogénica:** En esta región ocurren micro-sismos debido principalmente al daño de las discontinuidades (van desde resistencia peak a residual) y la iniciación de nuevas fracturas.
3. **Zona de Fracturamiento:** En esta región el macizo rocoso alrededor del hundimiento es fracturado y comienza a perder su cohesión y proporciona un mínimo soporte al macizo que se encuentra en el nivel superior. Los esfuerzos son bajos en esta zona; es una zona relativamente delgada bajo un hundimiento que se propaga bajo una condición de bajos esfuerzos (bajos en relación a la resistencia del macizo) y tiende a ser gruesa bajo un régimen de altos esfuerzos (altos en relación a la resistencia del macizo).
4. **Zona de Hundimiento:** Esta región corresponde a la roca fragmentada que proviene del macizo y que se mueve de acuerdo a la planificación de tiraje desde los puntos de extracción. El vacío que se logra apreciar en la figura 2 solo ocurre si existe algún nivel de cohesión en la zona de Fracturamiento.

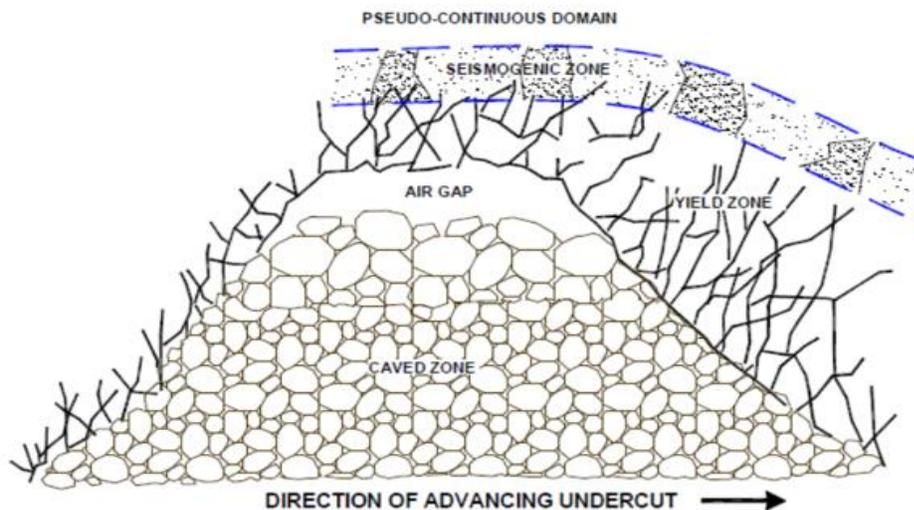


Figura 2-2: Modelo conceptual de un hundimiento (Duplancic & Brady, 1999)

2.1.3 Tipos de Panel Caving

El tipo de avance en la socavación que produce el hundimiento juega un rol relevante al momento de generar la zona de concentración de esfuerzos, ya que puede inducir una concentración dentro de las labores de preparación en la zona de hundimiento y producción, o generar un efecto sombra sobre el nivel de producción (Karzulovic, 1998; Rojas, 2000).

Existen tres tipos de avance de socavación principales dentro del método Panel Caving (Laubscher, 2000):

- Hundimiento posterior o convencional
- Hundimiento Avanzado
- Hundimiento Previo

2.1.3.1 Hundimiento Convencional

El método convencional de Panel Caving ha sido analizado en la literatura técnica y considera la siguiente secuencia de actividades (Rojas & Cavieres, 1993):

1. Desarrollo de túneles en nivel de hundimiento y producción
2. Apertura de Bateas
3. Tronadura en nivel de hundimiento
4. Extracción del mineral

Lo anterior se puede resumir en la siguiente figura (Rojas et al, 2000):

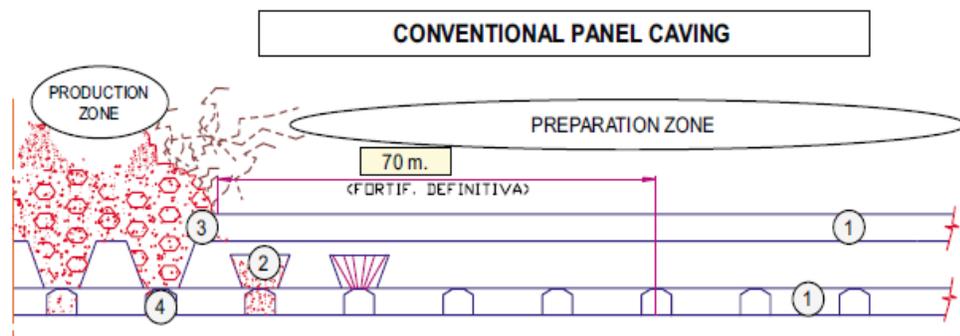


Figura 2-3: Panel Caving con hundimiento convencional (Rojas et al, 2000)

En este caso tanto el nivel de producción como el nivel de hundimiento llevan el mismo nivel de avance y se encuentran expuestos al mismo nivel de esfuerzos inducidos dada la

secuencia de construcción. Estos últimos se ven afectados según la apertura de bateas, como se puede apreciar en la siguiente figura:

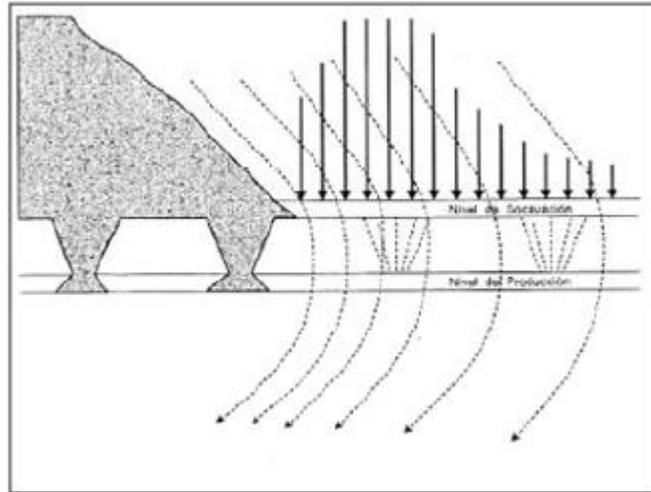


Figura 2-4: Esfuerzos inducidos Panel Caving con hundimiento convencional (Karzulovic, 1998)

Este tipo de avance afectará el nivel de producción a medida que se realiza el avance. Esta condición puede ser aceptable si el macizo rocoso es suficientemente competente.

2.1.3.2 Hundimiento Previo

La necesidad de proteger el nivel de producción al momento de realizar los avances generó la idea de realizar efectos sombra en los esfuerzos inducidos. Es por esto que la mina El Teniente de CODELCO, aplicó este concepto y lo llamó hundimiento previo. A diferencia de la estrategia convencional, la secuencia constructiva es la siguiente (Karzulovic, 1998; Rojas et al, 2000):

1. Desarrollo de túneles en el nivel de hundimiento
2. Tronadura en el nivel de hundimiento para generar una distancia de socavación por delante del avance del nivel de producción
3. Desarrollo de túneles en el nivel de producción
4. Apertura de bateas
5. Extracción del mineral

La secuencia anterior puede apreciarse en la siguiente figura (Rojas et al, 2000):

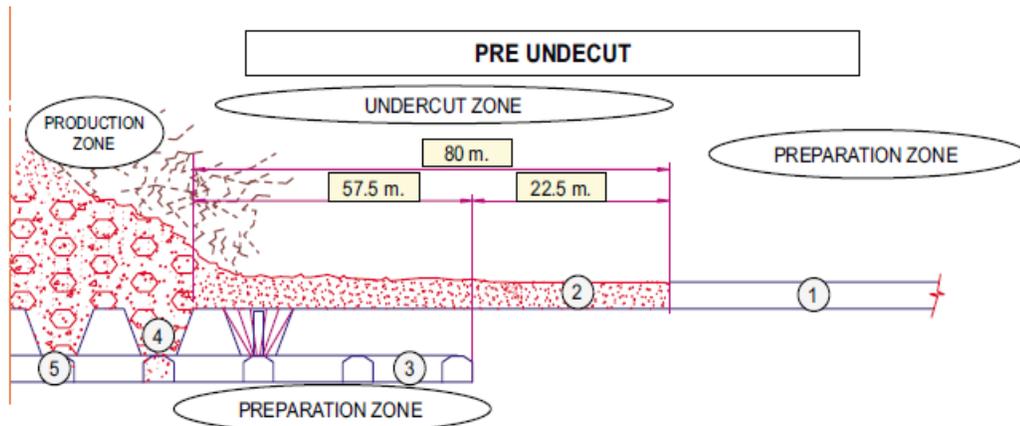


Figura 2-5: Panel Caving con hundimiento previo (Rojas et al, 2000)

La característica principal de este método es que el desarrollo del nivel de producción se produce completamente bajo área socavada. Por lo que la concentración de esfuerzos se encuentra por delante de los desarrollos de avance del nivel de producción, realizando un efecto sombra. Este efecto se ilustra en la siguiente figura (Karzulovic, 1998):

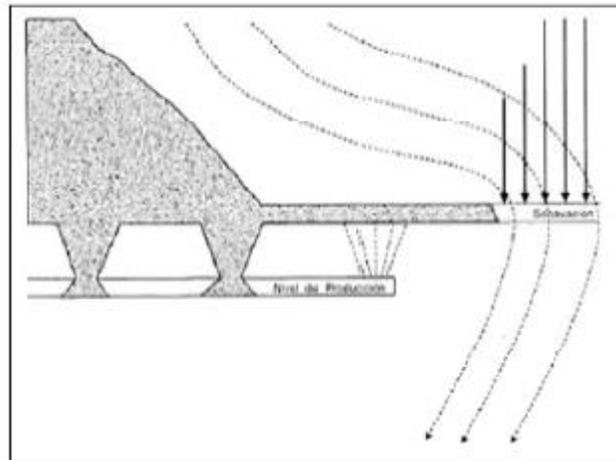


Figura 2-6: Esfuerzos inducidos Panel Caving con hundimiento previo (Karzulovic, 1998)

Este tipo de avance agrega protección a la zona de avance del nivel de protección.

2.1.3.3 Hundimiento Avanzado

En este método, la socavación en el nivel de hundimiento se realiza sobre un nivel de producción parcialmente desarrollado. La secuencia de construcción de labores es la siguiente (Karzulovic, 1998):

1. Desarrollo de las labores del nivel de hundimiento y de algunas del nivel de producción. Solo se construyen las calles de producción.
2. Tronadura de socavación en el nivel de hundimiento avanzado con el frente de socavación hasta alcanzar una cierta distancia por delante del futuro frente de producción.
3. Desarrollo de las restantes labores del nivel de producción en el sector bajo el área socavada.
4. Apertura de bateas.
5. Extracción del mineral.

La secuencia anterior puede verse en la siguiente figura (Jofré et al, 2000):

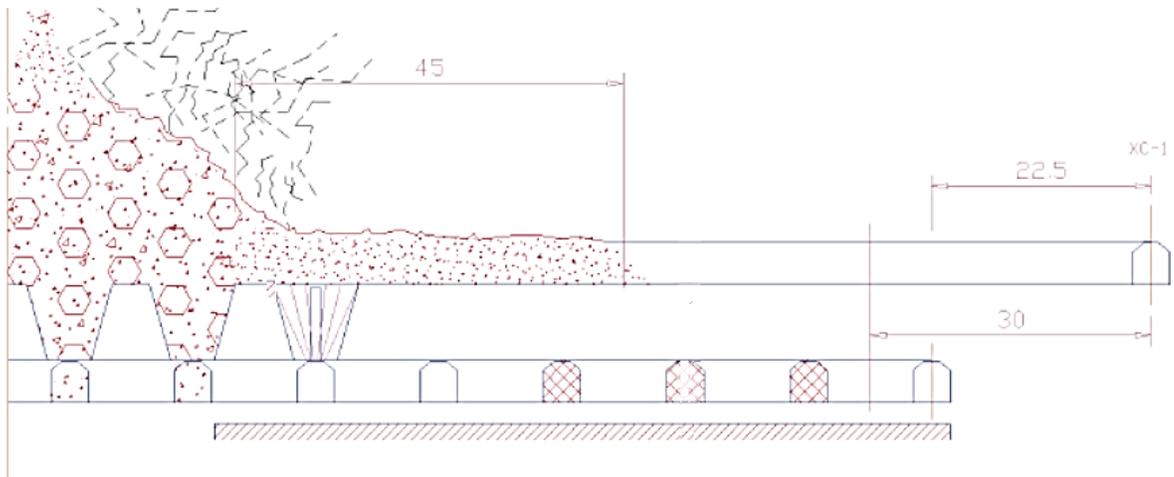


Figura 2-7: Panel Caving con hundimiento avanzado (Jofré et al, 2000)

Lo anterior genera mayor seguridad en el resto de los desarrollos del nivel de producción, al generar el mismo efecto sombra con la concentración de esfuerzos que el método anterior. Esto se aprecia en la siguiente figura (Karzulovic, 1998):

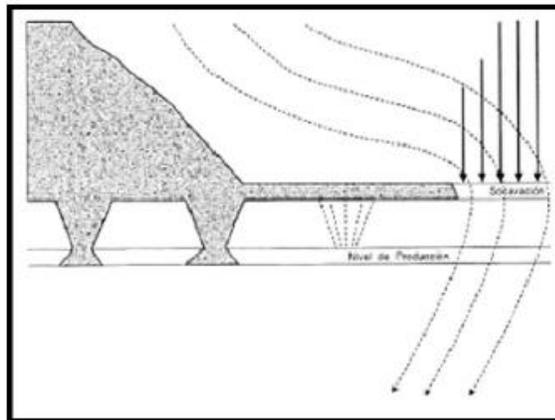


Figura 2-8: Esfuerzos inducidos Panel Caving con hundimiento avanzado (Karzulovic, 1998)

Este método genera una mayor seguridad al momento de terminar con las labores en el nivel de producción, pero en las labores tempranas se sigue trabajando sobre la concentración de esfuerzos.

2.2 Modelamiento Numérico en Mecánica de Rocas

Al momento de implementar un método minero de extracción por hundimiento en sus distintas variantes, es necesario evaluar las condiciones geomecánicas presentes. Las principales fuentes de incertidumbre son la geología, geología estructural, geotecnia y el campo de esfuerzos, estos aspectos tienen control sobre el comportamiento del hundimiento y el comportamiento de la zona sismogénica. Dentro del estudio de la geomecánica, no existe un método empírico que abarque todos los casos y es por aquello que se utiliza el modelamiento numérico.

Dado el vacío que existe en los distintos métodos empíricos que puedan abarcar la gran cantidad de información que se dispone, el modelamiento numérico surge como una herramienta capaz de estudiar el problema con una base mecánica. Para la construcción de un modelo, es necesario saber los siguientes parámetros geotécnicos (Board & Pierce, 2009):

- Geología:
 - Litología (grado de alteración, grado de mineralización)
 - Geometría, continuidad y condición de la superficie de las fallas principales (fallas a nivel macro escala del yacimiento) e intermedias (menor persistencia)
- Mapeo y registro geotécnico
 - Orientación, espaciamiento y condición de discontinuidades
 - Resistencia de roca intacta (UCS)
 - Ocurrencia de alteraciones
 - Caracterización del macizo rocoso: Q' (Barton et al, 1974), RMR (Bieniawski, 1974), MRMR (Laubscher, 1977), GSI (Hoek, 1994)
- Estado de esfuerzos in-situ
- Presencia de labores mineras cercanas

2.2.1 Tipos de Modelamiento Numérico

En la actualidad existen distintos métodos disponibles para el modelamiento numéricos dependiendo de la naturaleza del problema y de los resultados que se quieran obtener. Existen dos grandes categorías de modelamiento numérico: Modelos Continuos y Modelos Discontinuos. Ambos pueden ser aplicados a cualquier geometría, no asume superficies de falla y es necesario especificar la geometría del modelo, parámetros del macizo rocos, secuencia, condiciones de borde.

2.2.1.1 Modelos Continuos

Simula gran parte de los aspectos mencionados anteriormente pero sin considerar las discontinuidades. Existen tres tipos de métodos modelamiento continuo: métodos de elementos finitos (FEM), métodos de diferencias finitas (FDM) y métodos de elementos de borde (BEM).

2.2.1.1.1 Método de Elementos Finitos

Es un método diferencial que considera el medio a modelar como un continuo, necesita de la discretización de todo el dominio, incluyendo los bordes. Esto realiza mediante una malla o grilla, en la que coexisten zonas unidas entre sí en sus vértices por nodos generando así la interacción conjunta de todo el dominio.

El supuesto en este método es que la transmisión de fuerzas internas entre los ejes de elementos adyacentes puede ser representada mediante interacciones en los nodos del elemento. Es necesario establecer expresiones para las fuerzas nodales que son estáticamente equivalentes a las fuerzas que actúan entre elementos a lo largo de los ejes respectivos. El procedimiento busca representar al continuo en términos de fuerzas nodales y desplazamiento para el dominio (Vallejos, 2015; apuntes curso MI6061). Realiza el cálculo implícito de fuerzas y desplazamientos nodo a nodo entre zonas presentas en la grilla, generando un sistema matricial resuelto a través de la inversión de una matriz simétrica con determinante distinto de cero. Esta matriz se construye se realiza nodo a nodo un balance de desplazamientos, que son relacionados a deformaciones dado los parámetros elásticos asignados al material y estos a su vez relacionados al campo de esfuerzos. Finalmente se obtiene un balance global de fuerzas que se transforma en un sistema multivariable el cual debe ser resuelto. La eficiencia computacional del método está sujeta al tamaño de la matriz a resolver (Castro, 2015).

Este método es utilizado para problemas de carácter no-lineal y logra representar de buena forma modelos constitutivos que incluyen plasticidad.

2.2.1.1.2 Método de Diferencias Finitas

Es un método diferencial que considera el medio a modelar como un continuo, se necesita la discretización del medio mediante una grilla en la que existen zonas unidas entre sí mediante nodos en sus vértices que son los encargados de representar la interacción entre las zonas. Los nodos almacenan cantidades vectoriales como fuerzas, velocidades, desplazamientos; las zonas almacenan cantidades escalares como propiedades del material, tensor de esfuerzos, tensor de deformaciones.

Se resuelven ecuaciones dinámicas aún en problemas cuasi-estáticos, dados valores iniciales y condiciones de borde. Se realiza un cálculo explícito de balances de fuerzas y desplazamientos nodo a nodo de las ecuaciones de movimiento presente y no invirtiendo una matriz global. Se incorpora una tasa de amortiguación para absorber energía, esto garantiza una tasa de convergencia de la solución que dependerá de las fuerzas no balanceadas presentes en el problema (Castro, 2015).

El método involucra la resolución de ecuaciones diferenciales (que asocian ec. cinemáticas y variables mecánica del material) suponiendo que las derivadas de primer orden de tiempo y espacio pueden ser aproximadas por diferencias finitas, asumiendo variaciones lineales sobre intervalos finitos de espacio y tiempo, los que son llamados pasos.

Este método resulta más eficiente al resolver ecuaciones explícitamente y no incorporar la inversión de matrices. Es muy bueno para resolver problemas que involucren grandes deformaciones, colapsos o inestabilidades mayores. Su ventaja está en que no necesita procesos de iteración cuando se calculan esfuerzos desde deformaciones en un elemento, incluso si su modelo constitutivo es no-lineal, sin embargo, su debilidad está dado por el pequeño paso de tiempo de cálculo, lo que se traduce en grandes cantidades de pasos para resolver un problema (Theory and Background *FLAC3D*, Itasca Consulting Group).

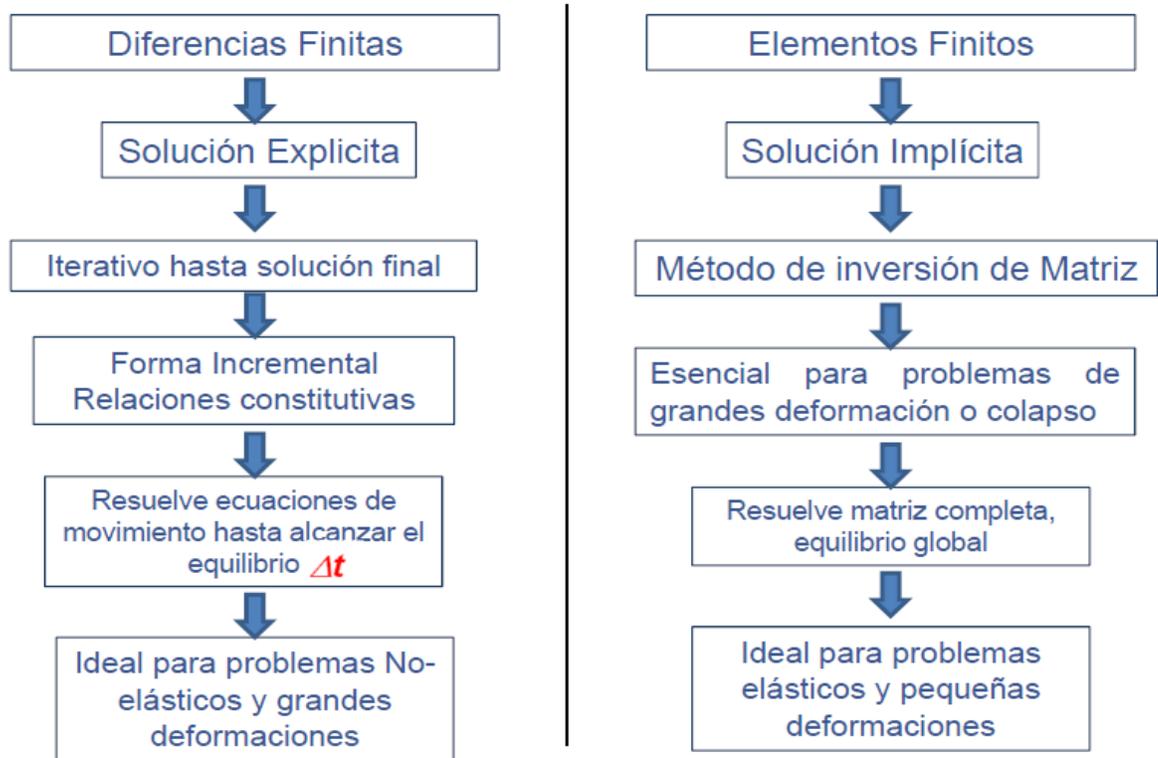


Figura 2-9: Comparación de métodos diferenciales (Vallejos, 2015; apuntes curso MI6061)

2.2.1.1.3 Método de Elementos de Borde

Es un método integral que considera el medio como un continuo. Solo los elementos de borde son definidos y discretizados. Los bordes pueden ser la superficie de excavaciones, o terreno, fallas, etc.

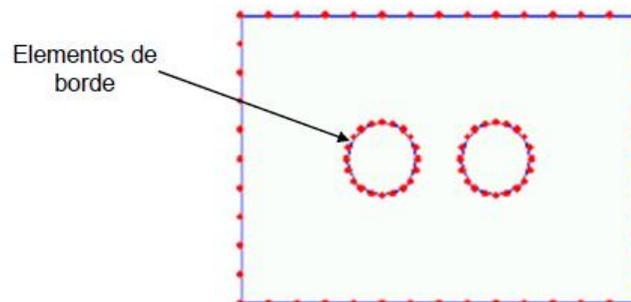


Figura 2-10: Método de elementos de borde

La simplificación del problema entrega tasas de convergencia mucho más rápidas y alta eficiencia computacional, dado que la distribución de esfuerzos se calcula a través de las influencias de las secciones discretizadas en los bordes. Este método es aconsejable para modelos constitutivos simples, ya que considera una roca tipo continua, homogénea,

isótropa, lineal y elástica. Es comúnmente utilizado cuando se requiere una primera aproximación de la distribución de esfuerzos alrededor de excavaciones, ya que entrega nociones de la relajación y concentración de esfuerzos.

Este método presenta problemas al resolver fenómenos físicos en materiales no homogéneos o con modelos constitutivos no lineales por lo que su utilización se encuentra limitada (Castro, 2015).

2.2.1.2 Modelos Discontinuos

Los modelos continuos generalmente poseen elementos de interface que permiten abordar problemas de naturaleza discontinua. Pero son usualmente restrictivos en uno o más casos: primero, la lógica puede caer al momento usar muchas interfaces intersectándose; segundo, puede no haber un esquema automático para reconocer nuevos contactos; y tercero, la formulación puede estar limitada a pequeños desplazamientos y/o rotaciones (Itasca, 2013). Por estas razones es que su aplicación en problemas reales se limita a problemas con presencia de pocas discontinuidades en el macizo.

Los modelos discontinuos modelan la interacción de sistemas de bloques o partículas, los cuales pueden ser elásticos o discretizados internamente para comportarse como dominios deformables. Existen dos códigos discontinuos predominantes en geomecánica: aquellos en que bloques discretos en ensamblajes compactados son utilizados para representar al macizo rocoso (Elementos distintos) y códigos micro-mecánicos, en que muchas partículas de diferentes formas (discos/esferas).

Estos modelos son capaces de representar fallas a escala mayor o macizos rocosos fracturados a escala menor, respectivamente.

Existe la siguiente definición de un método de elementos discretos (Cundall & Hart, 1992):

- permite desplazamientos finitos y rotaciones de un cuerpo discreto, incluyendo una completa desconexión
- reconoce nuevos contactos automáticamente mientras progresa el cálculo

Un código de elementos discretos típicamente empleará un algoritmo eficiente para detectar y clasificar contactos. Se mantendrá una estructura de datos y un esquema de asignación de memoria que permitirá manejar cientos o miles de discontinuidades.

Se identificaron las siguientes cuatro clasificaciones de códigos de acuerdo a la definición de método de elementos discretos (Cundall & Hart, 1992):

1. Elementos distintos: usa un esquema explícito que evoluciona con el tiempo para resolver las ecuaciones de movimiento directamente. Los cuerpos pueden ser rígidos o deformables (por la subdivisión en elementos); contactos son deformables. Algunos códigos representativos son TRUBAL (Cundall y Strack, 1979^a), UDEC (Cundall, 1980; Cundall y Hart, 1985; Itasca 2011), **3DEC** (Cundall, 1988; Hart et al. 1988), DIBS (Walton, 1980), 3DSHEAR (Walton et al, 1988) y PFC (Itasca, 2008).
2. Métodos modales: son similares al método de elementos distintos en el caso de bloques rígidos, pero para bloques deformables, una superposición modal es usada (Williams & Mustoe, 1987). Este método aparece como una mejor aproximación para medios discontinuos sueltos. Un código representativo es CICE (Hocking et al., 1985).
3. Análisis de deformaciones discontinuas: asume contactos y cuerpos que pueden ser rígidos o deformables, dependiendo de la versión usada. La condición de no-penetración es lograda por un esquema iterativo; su capacidad de deformación proviene de una superposición de modos de deformación. Un programa relevante con este método es DDA (Shi, 1989).
4. Método de intercambio de momento: asume que el contacto y el cuerpo son rígidos: el momento es intercambiado entre dos cuerpos en contacto durante una colisión instantánea.

La siguiente figura señala atributos que posee cada método de elementos discretos (Cundall y Hart, 1992):

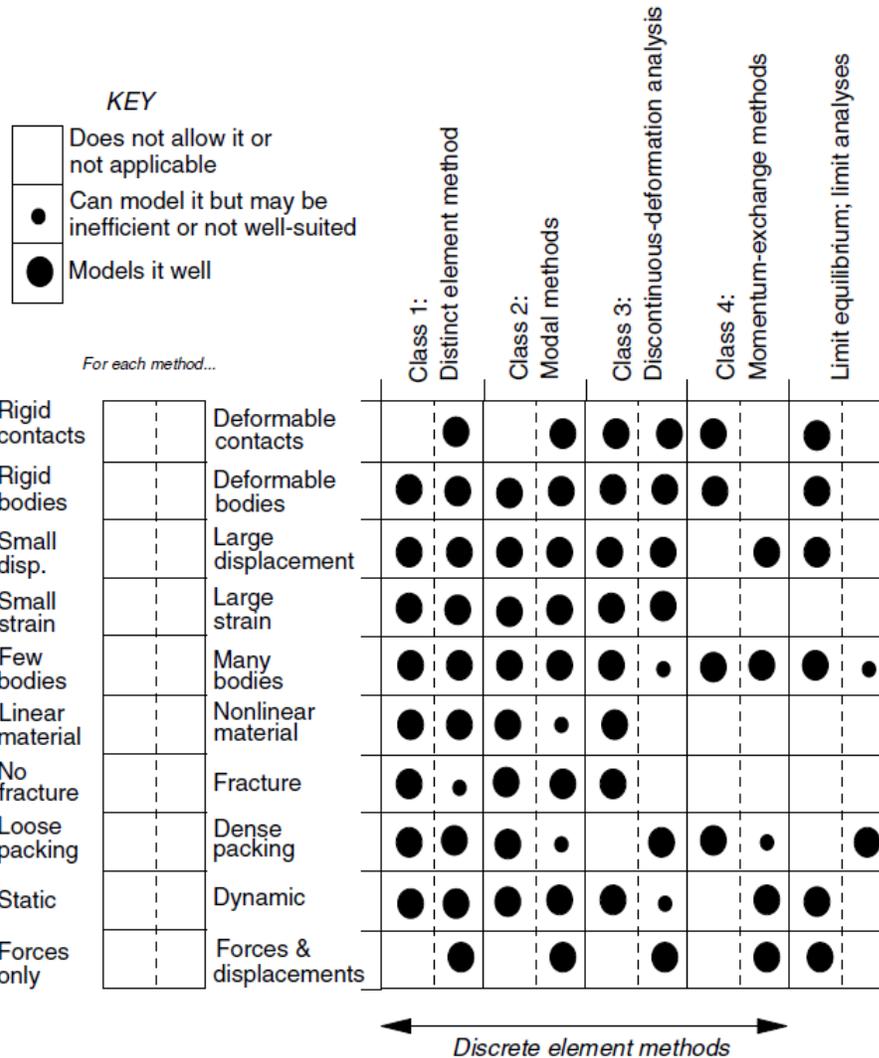


Figura 2-11: Atributos de métodos de elementos discretos (Cundall y Hart, 1992)

2.2.1.2.1 Método de Elementos Distintos

La formulación y desarrollo del método de elementos distintos ha ido progresando por un periodo de más de 40 años, partiendo con la presentación inicial de Cundall en 1971.

El método de elementos distintos fue creado inicialmente como una representación bi-dimensional de un medio con discontinuidades, pero luego el método fue extendido a aplicaciones en investigaciones de flujo de partículas (Walton, 1980), estudios en mecanismos microscópicos en material granulado (Cundall & Strack, 1983), y desarrollo de fracturas en roca y concreto (Plesha & Aifantis, 1983; Lorig & Cundall, 1987). El

método de elementos distintos aplicado en problemas de roca con discontinuidades ha sido desarrollado por muchos autores. El programa bi-dimensional UDEC (Cundall, 1980; Lemons et al., 1985) fue desarrollado en 1980 para combinar en un código las formulaciones que representan tanto un cuerpo rígido como un bloque deformable separado por discontinuidades. Este código puede representar análisis estáticos o dinámicos.

En 1983, el Dr. Cundall comenzó un trabajo en el desarrollo de una versión tri-dimensional del método. Aquel trabajo se ve reflejado en la plataforma *3DEC* (Cundall, 1988; Hart et al., 1988).

El más reciente resultado del trabajo en plataformas con el método de elementos distintos son los códigos PFC^{2D} y PFC^{3D}.

En la siguiente figura se presenta una cronología de desarrollo de software con el método de elementos distintos.

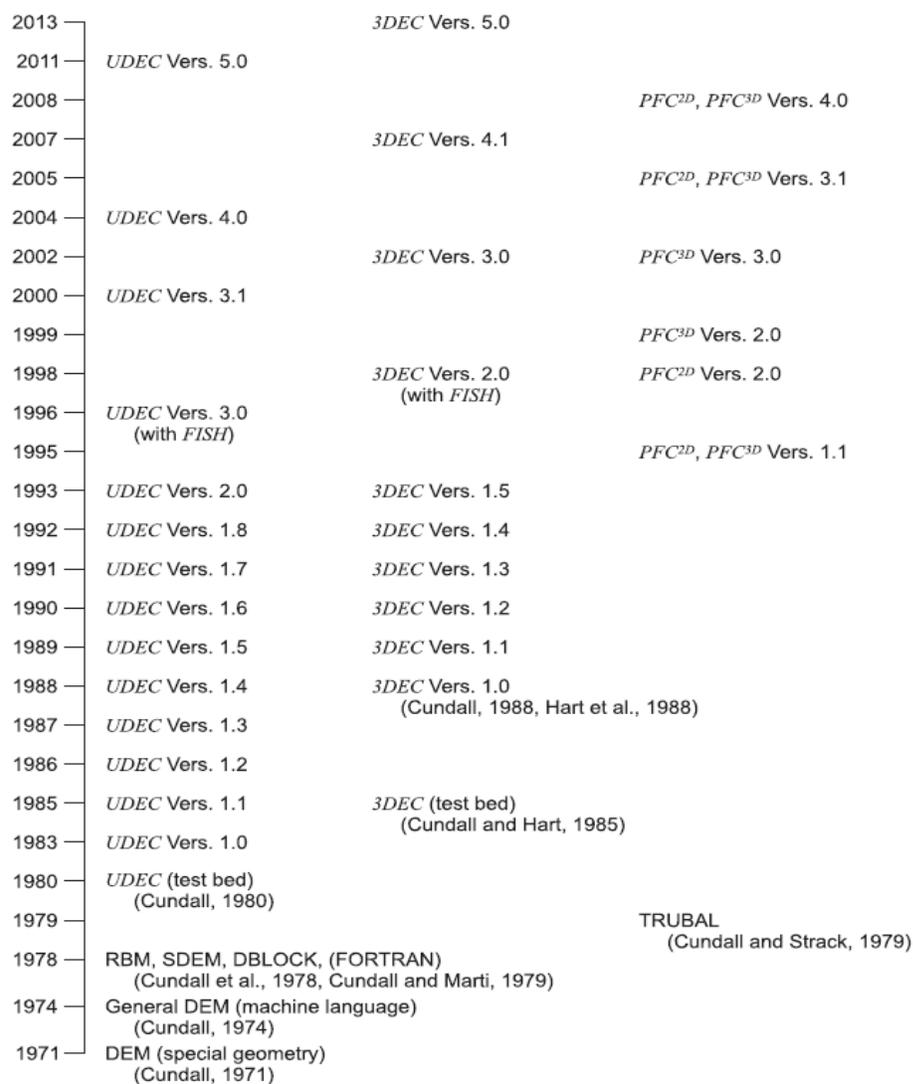


Figura 2-12: Cronología de métodos de elementos distintos

2.2.2 Modelamiento Numérico del Hundimiento

Una vez recolectada toda la información geotécnica del macizo, es necesario evaluar el comportamiento esfuerzo-deformación de éste. Su comportamiento puede ser analizado de manera lineal elástica o de forma elasto-plástica.

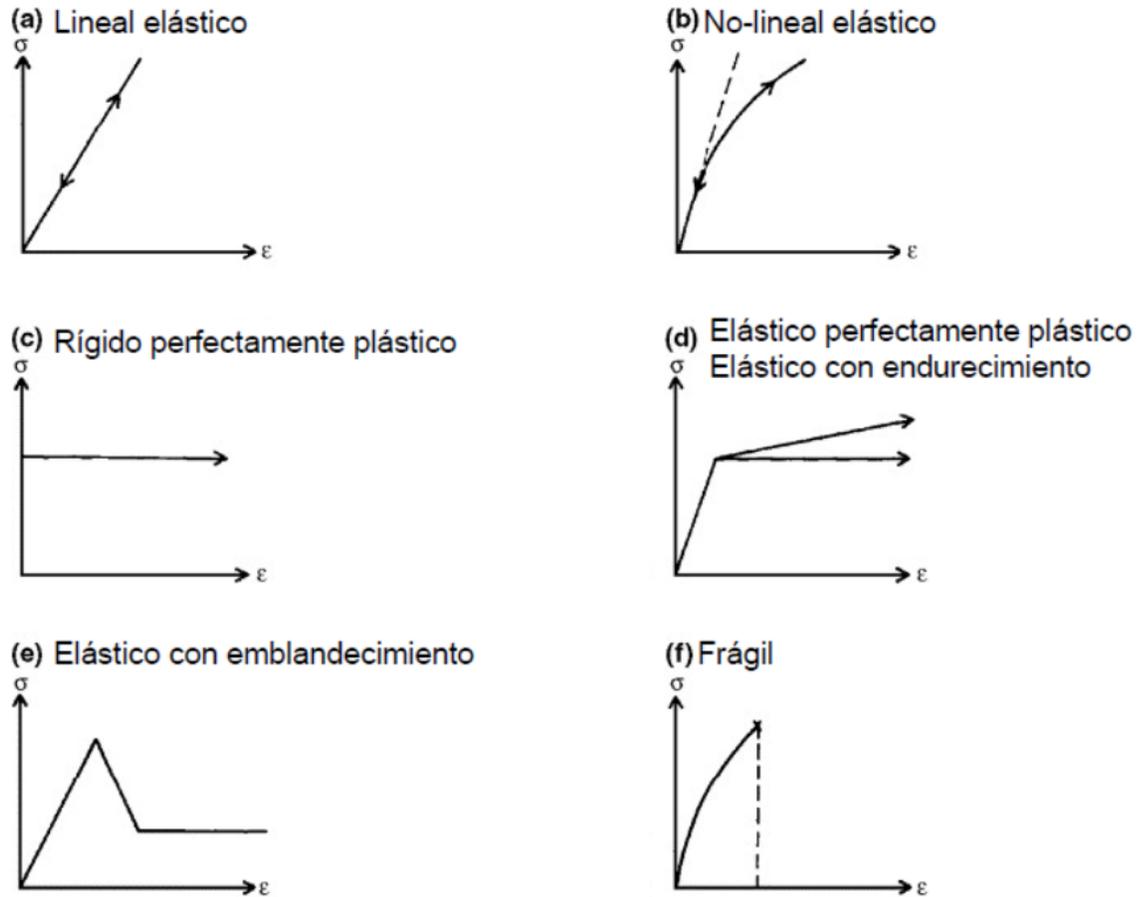


Figura 2-13: Tipos de comportamiento del macizo (Vallejos, 2015; apuntes curso MI4060)

La deformación siempre estará determinada por la siguiente ecuación:

$$d\varepsilon = d\varepsilon^e + d\varepsilon^p$$

Ecuación 2-2: Deformación de un cuerpo.

Lo anterior quiere decir que la deformación de un cuerpo estará controlada tanto por su componente elástica (depende del módulo de Young y Poisson) como por su componente plástica (depende de la trayectoria de esfuerzos) y un parámetro importante en determinar la plasticidad es la dilatancia que se utiliza para describir el incremento en volumen de un material frente a un esfuerzo (R.F Craig ,2004).

Ahora bien, a medida que el hundimiento avanza y se comienza a desintegrar el macizo rocoso, ocurre una deformación y redistribución de esfuerzos. Además, el macizo comienza a fallar asociado a una progresiva reducción de la resistencia peak a la residual. El proceso de degradación incluye fenómenos de dilatación, aumento de porosidad, fragmentación y movilización del material. El proceso de falla es caracterizado por un

cizallamiento a lo largo de fallas pre-existentes y producto del esfuerzo inducido fracturando el macizo intacto. Según Diederichs, Duplancic y Brady, 1999 todo este proceso de carga en el macizo rocoso, desde esfuerzo peak a residual (efecto post-peak) que lleva a una disminución de la resistencia, es llamado ablandamiento por deformación (“strain-softening”)

Para modelar un hundimiento, el ablandamiento por deformación es descrito por el criterio de falla de Mohr-Coulomb, en que el comportamiento post-peak, representado por cohesión (c) y ángulo de fricción (ϕ) es función de la deformación de corte plástica. Esto es descrito como una deformación irreversible para deformaciones de corte y es considerado una medida de daño. Desafortunadamente es muy poco conocida la relación entre las variaciones de cohesión y fricción y la deformación plástica a escala del macizo rocoso, pero hay guías para la selección de los valores en un modelamiento (Itasca Consulting Group, 2006). La deformación plástica requerida en ir desde la resistencia peak al macizo fragmentado (“deformación plástica crítica”) en la periferia del hundimiento define la fragilidad de falla del macizo y está relacionado al GSI (Geological Strength Index). La fragilidad impacta tanto a la hundibilidad de una unidad dada como a la velocidad en que se propaga la columna hundida según una cantidad de puntos de extracción. Un GSI alto con buena roca provocará un modo de falla del tipo frágil y se obtendrá una baja deformación crítica. En cambio, un bajo GSI con una alta frecuencia de fractura, provocará una falla del tipo dúctil y se obtendrá un alto valor de deformación crítica. Una estimación entre la deformación crítica y el GSI fue determinado en un análisis de falla del macizo rocoso en hundimiento como parte del proyecto MMT (Lorig, 2000) y entregó un punto de partida para describir el grado de “ablandamiento por deformación” para usar en una simulación de hundimiento.

Un modelo constitutivo diseñado especialmente para representar el hundimiento es el llamado CaveHoek, basado en el modelo constitutivo Hoek-Brown (Hoek et al, 2002), creado por Itasca Consulting Group y diseñado especialmente para la plataforma *FLAC3D* y luego ajustado a *3DEC*. Éste permite la representación del ablandamiento, ajuste de densidad, dilatación variable, detención de dilatación, escalamiento de propiedades según el tamaño de zona, debilitamiento de la tracción, debilitamiento de la cohesión y aumento de fricción. En casos en que se deben tomar en cuenta discontinuidades que poseen cierta orientación y que controlan la resistencia del macizo rocoso; se utiliza un modelo llamado “Ubiquitous Joint Rock Mass” (Clark, 2006), para implementar el impacto de las discontinuidades con su orientación en la resistencia del macizo en *FLAC* (Itasca, 2008). A partir de ahí se expandió el concepto y se aplicó en *FLAC3D* (Itasca, 2009) para estudiar la propagación del hundimiento (Pierce et al., 2006; Pierce & Ivars, 2008; Board & Pierce, 2009). La introducción del término “ubiquitous joints” al modelo, genera la capacidad de generar un efecto a escala, anisotropía y

variabilidad. En casos en que las discontinuidades esperar son más isotrópicas en orientación, el término no es usado.

El modelo constitutivo CaveHoek necesita las siguientes propiedades:

Propiedades del macizo rocoso:

- GSI
- m_i
- UCS
- a_{residual}
- $m_{b_{\text{residual}}}$
- s_{residual}
- Módulo de Young roca intacta (E_i)
- Densidad de la roca
- VSI (Volumetric Strain Increment)
- VSI máximo
- Proporción de fragmentación de la roca
- Dilatancia

Propiedades de discontinuidades:

- Resistencia a la tensión
- Cohesión
- Ángulo de fricción
- Dilatancia
- Dip
- Dip Direction

Para el modelamiento se considerará un algoritmo elaborado por Board y Pierce (2009) para FLAC3D, el cual fue adaptando a la plataforma **3DEC** y se ve en la siguiente figura:

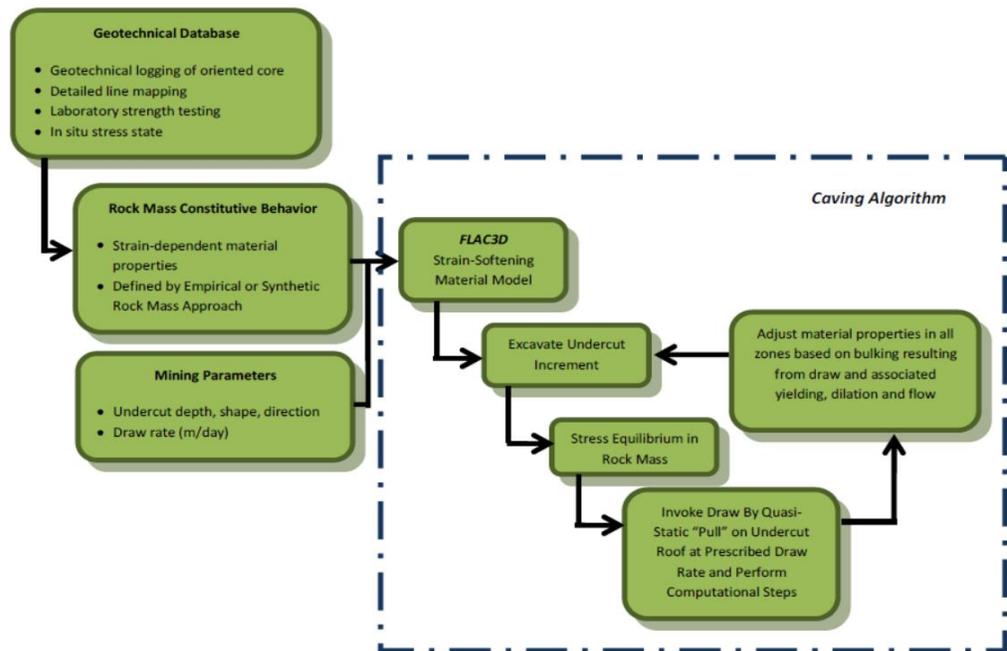


Figura 2-14: Diagrama de flujo de simulación de un hundimiento en programa FLAC3D (Board & Pierce, 2009)

Primero hay que considerar la malla que se va a utilizar, ya que debe ser capaz de capturar los gradientes de interés en la zona de análisis, por lo que se necesita efectuar una malla con mayor densidad en la zona de interés a modo de captar la mayor cantidad de datos y de menor densidad lejos de la zona. En algunas circunstancias es necesario pasar de un modelo de gran escala a un modelo local, para esto es necesario utilizar condiciones de borde que logren igualar el efecto de la gran escala en el modelo local (Orrego et al, 2009).

2.3 Sismicidad

La fractura de un macizo y el deslizamiento de una estructura crean una deformación inelástica en un volumen de roca y generan radiaciones de onda sísmica. La amplitud y frecuencia de las ondas sísmicas generadas por una fuente depende, en general, de la resistencia y del estado de esfuerzos en la roca, el tamaño de la fuente de radiación sísmica y la velocidad con que la roca es deformada durante el proceso de fractura.

Para caracterizar la onda es necesario definir un tensor de momento sísmico, que medirá la deformación inelástica que se provocó en el sismo (Mendecki, 1993).

Para medir el momento sísmico se establece la siguiente ecuación (Heaton & Heaton, 1989):

$$M = \mu P$$

Ecuación 2-3: Momento sísmico determinado por Heaton & Heaton, 1989

Donde μ corresponde a la rigidez y P a la potencia sísmica. El concepto de potencia sísmica se define de la siguiente manera (Ben-Zion & Rice, 1981):

$$P = Au$$

Ecuación 2-4: Potencia sísmica (Ben-Zion & Rice, 1981)

Otra medida del momento sísmico fue señalada por Mendecki, 1993:

$$M = \mu Au$$

Ecuación 2-5: Momento sísmico (Mendecki, 1993)

Donde A es el área involucrada en la ruptura y u es el desplazamiento medio.

Una buena manera de representar la magnitud de grandes y pequeños eventos se puede ser mediante la siguiente relación (Gutenberg & Richter, 1956):

$$m = \frac{2}{3} \log E - 3.2$$

Ecuación 2-6: Magnitud local (Gutenberg & Richter, 1956)

Donde E corresponde a la energía sísmica y se puede definir de la siguiente manera (Mendecki, 1993):

$$E = \xi \varphi P$$

Ecuación 2-7: Energía sísmica (Mendecki, 1993)

ξ corresponde a la eficiencia sísmica y φ al esfuerzo promedio. Además, el producto $\xi \varphi$ es llamado esfuerzo aparente σ^A (Wyss & Brune, 1968):

$$\sigma^A = \frac{E}{P}$$

Ecuación 2-8: Esfuerzo aparente (Wyss & Brune, 1968)

Por lo tanto, la ecuación 2-6 puede ser escrita de la siguiente manera:

$$m = \frac{2}{3} \log P + \frac{2}{3} \log \sigma^A - 3.2$$

Ecuación 2-9: Magnitud local

Aproximando la eficiencia sísmica para sismos menores a 5, $\xi=0.06$ (McGarr, 1999). Utilizando un esfuerzo aparente de 1.5 MPa, se puede llegar a la siguiente ecuación de

magnitud local (Kanamori & Anderson, 1975; Kanamori, 1977; Hanks & Kanamori, 1979):

$$m = \frac{2}{3} \log P + 0.92$$

Ecuación 2-10: Magnitud local (Hanks & Kanamori, 1979)

CAPÍTULO 3

METODOLOGÍA

El estudio desarrollado consiste en obtener una primera experiencia en la aplicación de algoritmos que simulan el proceso de hundimiento sobre medios fracturados y la incidencia de dicho proceso en la sismicidad inducida en el medio, mediante un modelo conceptual.

El caso conceptual se utilizó también para realizar un análisis de sensibilidad en la respuesta de la falla al modificar las características de orientación y resistencia de la estructura, como a su vez la dirección de avance el hundimiento sin cambiar el plan de producción que genera la cavidad.

Al ser un modelo conceptual, se consideraron valores genéricos para el estado de esfuerzos in-situ, calidad de roca y resistencia de la falla principal. A continuación, se detallan los pasos seguidos para obtener los datos relevantes en el análisis de sensibilidad.

1. Definición de parámetros geomecánicos

Se estudiaron yacimientos en las que se utiliza el método de extracción por hundimiento, con el propósito de utilizar calidades de roca, calidades de estructuras y estado de esfuerzos in-situ representativos de operaciones reales. A su vez se realizó un estudio bibliográfico a los métodos empíricos que evalúan la hundibilidad según un área de socavación y calidad de roca.

2. Modelamiento caso base

Una vez definidos los parámetros base a utilizar, se modeló un caso base preliminar en *3DEC* en el cual solo se modeló el efecto de desarrollar y avanzar la socavación en dirección a la falla sin la utilización del hundimiento. Esto tuvo la finalidad de implementar los algoritmos de cálculo que permiten estimar la sismicidad provocada en la falla como consecuencia de la redistribución de esfuerzos. La sismicidad fue estimada mediante un algoritmo que mide el desplazamiento de corte ocurrido en la falla, junto con el área asociada a dicho desplazamiento.

En primera instancia se llegó a un equilibrio de fuerzas de la región pre-minería mediante un modelo constitutivo elástico, para luego implementar un modelo elasto-plástico. Una vez establecido el equilibrio de fuerzas en el modelo, se excavó una socavación inicial y luego se simuló un avance de la socavación en dirección a la falla hasta cruzarla.

3. Modelamiento caso con hundimiento

Con el modelo del caso base ya implementado, se utilizó un algoritmo de hundimiento desarrollado para *3DEC* por Itasca. Este algoritmo tiene la capacidad de generar la cavidad mecánicamente dados los siguientes parámetros de entrada:

- Diseño de la malla de producción
- Plan de producción
- Calidad del macizo

El modelo constitutivo utilizado por el algoritmo de hundimiento es Cavehoek, desarrollado por Itasca en el marco del proyecto de investigación internacional Mass Mining Technology (MMT) y que ha sido exitosamente aplicado en estudios de medio continuo para diversas operaciones y proyectos en todo el mundo. Esta es la primera vez que se aplica en un modelo discontinuo.

Complementando la información requerida para utilizar el algoritmo, se diseñó una malla de extracción “tipo Teniente” para ubicar los puntos de extracción dentro del espacio utilizado por la socavación. Una vez ubicados los puntos de extracción, se asignó un plan de producción genérico que establece las toneladas de material a extraer en cada punto en un periodo específico. El plan de producción diseñado es tal que las velocidades de extracción en cada punto aumentan gradualmente hasta alcanzar una tasa de extracción específica.

4. Análisis de sensibilidad

Cuando se encuentren calibrados los modelos base y con hundimiento, el próximo paso será agregarle variabilidad a características de la falla principal que son claves dentro de la sismicidad y hundimiento; esto con el fin de generar diversos escenarios posibles. Estos son los parámetros de resistencia como la cohesión y fricción, como también la inclinación y orientación. Ya que aquellos nos entregarán indicadores de cómo abordar mejor el problema de sismicidad inducida en la falla.

Cabe mencionar que la malla y el plan de producción no serán sujetos a análisis de sensibilidad por lo que no sufrirán variantes al momento de modelar los distintos casos.

5. Análisis de resultados

En función de los resultados obtenidos se realizaron análisis cuantitativos y cualitativos de la sismicidad producida por la falla dentro del modelo, además de la sensibilidad sobre la interacción que provoca la cavidad al intersectar la estructura con distintas inclinaciones.

Finalmente se desarrollaron conclusiones y recomendaciones acerca del análisis efectuado para que pueda ser implementado en un caso real.



Figura 3-1: Resumen de metodología

CAPÍTULO 4

MODELAMIENTO NUMÉRICO MEDIANTE *3DEC*

La principal razón de haber utilizado modelamiento numérico en el trabajo que aquí se presenta es que no se identificaron en la literatura herramientas de diseño tales como curvas empíricas o gráficos creados a partir de casos similares, capaces de cuantificar la distribución de esfuerzos generada por la cavidad (zona de concentración de esfuerzos) y el desplazamiento de corte junto al área involucrada en la falla principal que ocasiona la sismicidad.

Como se revisó en el Capítulo 2, existen varias herramientas de modelación numérica para problemas geomecánicos. La principal diferenciación entre ellas es que son códigos de medio continuo o discontinuo, y que pueden efectuar análisis en 2 dimensiones (2D) o 3 dimensiones (3D). En este trabajo se prefirió un software de elementos discontinuos (más específicamente perteneciente a la subcategoría del método de elementos distintos) para modelar de manera explícita el comportamiento elasto-plástico de la roca y la falla principal incluida, cuya representación corresponde al contacto de dos bloques que pueden deslizar entre sí. Dado el tipo de problema, en que se requirió calcular desplazamientos y áreas de deslizamiento en distintas zonas de la falla principal, junto a la necesidad de generar una socavación de una dimensión que permita la propagación del hundimiento es que el autor se inclinó a ocupar la plataforma tridimensional *3DEC*.

4.1 Construcción de modelo caso base en *3DEC*

4.1.1 Modelo constitutivo

Se utilizaron dos modelos constitutivos dentro de los análisis con *3DEC*: un modelo elástico isotrópico y un modelo basado en la envolvente de falla Hoek-Brown (elasto-plástico). El primero se utilizó como parte del proceso de equilibrio de fuerzas en el periodo pre-excavación y el segundo se ocupó en el proceso de generación mecánica de la cavidad, ya que es capaz de representar la degradación del macizo rocoso como consecuencia de la deformación plástica. Al ser un modelo constitutivo elasto-plástico no es posible traspasar más carga al macizo de la que éste en realidad debiera soportar (modelo elástico). Dado lo anterior es que no existe una sobreestimación de los esfuerzos de sollicitación reportados por el modelo.

4.1.2 Propiedades del macizo rocoso

Los parámetros requeridos para la implementación del modelo, son los correspondientes al criterio de falla de Hoek & Brown (Hoek & Brown, 1980; Hoek et al, 2002), los cuales son aplicados al modelo constitutivo CaveHoek que se basa en el modelo de Hoek & Brown agregando la deformación plástica ya que es un modelo con ablandamiento por deformación implementado en **3DEC**:

- Densidad, módulo de elasticidad módulo de Poisson.
- m_i , GSI y resistencia a la compresión uniaxial.

Los valores escogidos para el análisis genérico planteado en este trabajo fueron basados en datos de la División El Teniente de CODELCO Chile, tomados de Karzulovic (2013) e Itasca (2007):

Tabla 4-1: Parámetros de la roca

Parámetro	Valor	Unidad
Densidad (ρ)	2770	[Kg/m ³]
Módulo de Young (E)	56	[GPa]
Módulo de Poisson (ν)	0.17	
GSI	70	
Resistencia a la compresión uniaxial (UCS)	110	[MPa]
m_i	12	

En el caso del modelo elástico sólo se utilizan los parámetros de módulo de Young y módulo de Poisson.

El modelo constitutivo Hoek-Brown de **3DEC** requiere como parámetros de entrada el módulo de deformación volumétrica (K) y módulo de corte (G), que se calculan con las siguientes ecuaciones:

$$K = \frac{E}{3(1 - 2\nu)}$$

Ecuación 4-1: Módulos de deformación volumétrica

$$G = \frac{E}{2(1 + \nu)}$$

Ecuación 4-2: Módulo de corte

Al ser un modelo basado en la envolvente de falla Hoek-Brown, se necesita incluir los parámetros m_b , s y a del macizo rocoso, los cuales se calculan de la siguiente manera:

$$\frac{m_b}{m_i} = e^{\left(\frac{GSI-100}{28-14D}\right)} \quad a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left(e^{-\frac{GSI}{15}} - e^{-\frac{20}{3}} \right) \quad s = e^{\left(\frac{GSI-100}{9-3D}\right)}$$

Ecuación 4-3: Parámetros Hoek-Brown modificado (Hoek et al, 2002)

4.1.3 Propiedades de la falla principal

Los parámetros para modelar el comportamiento de la estructura son aquellos utilizados por un modelo constitutivo elasto-plástico con una falla de deslizamiento Coulomb. La falla de la estructura por corte o tracción resultará en el uso de la cohesión, tensión y fricción en sus valores residuales; además de la rigidez normal y de corte.

Las variables antes mencionadas fueron objeto de un análisis de sensibilidad para estimar la respuesta sísmica de la estructura según se detalla en el siguiente capítulo, pero las utilizadas en el caso inicial fueron las siguientes:

Tabla 4-2: Parámetros de falla principal

Parámetro	Valor	Unidad
Manteo	60	[°]
Dirección de manteo	180	[°]
Ángulo de fricción (ϕ)	25	[°]
Cohesión (c)	100	[KPa]
Rigidez normal (Kn)	1	[GPa/m]
Rigidez tangencial (Ks)	0.5	[GPa/m]

4.1.4 Tamaño del modelo

Las dimensiones utilizadas en el modelo se consideraron teniendo en cuenta que los bordes no afectaran a la zona que se necesitaba estudiar. Para esto último se consideraron las soluciones analíticas de esfuerzos alrededor de un túnel circular (Kirsch, 1898) y esfuerzos alrededor de una excavación esférica, en donde se realizó un cálculo simplificado de la alteración del campo tensional en un medio continuo.

Las ecuaciones de esfuerzos alrededor de un túnel y alrededor de una excavación esférica pueden ser simplificadas al utilizarlas en un campo de esfuerzos hidrostático.

$$\sigma_r = P \left(1 - \frac{R^2}{r^2} \right)$$

Ecuación 4-4: Solución analítica alrededor de un túnel circular simplificada en un campo hidrostática, σ_r .

$$\sigma_{\theta} = P\left(1 + \frac{R^2}{r^2}\right)$$

Ecuación 4-5: Solución analítica alrededor de un túnel circular simplificada en un campo hidrostática, σ_{θ} .

$$\sigma_r = P\left(1 - \frac{R^3}{r^3}\right)$$

Ecuación 4-6: Solución analítica alrededor de una esfera simplificada en un campo hidrostática, σ_r .

$$\sigma_{\theta} = P\left(1 + \frac{R^3}{r^3}\right)$$

Ecuación 4-7: Solución analítica alrededor de una esfera simplificada en un campo hidrostática, σ_{θ} .

Donde P es el esfuerzo hidrostático presente; R es el radio del círculo o esfera; r es la distancia del eje al punto del espacio que se requiere analizar.

Al tomar una razón R:r de 1:5, se obtiene un esfuerzo equivalente a un 96% del esfuerzo in-situ para el caso del túnel circular, y un esfuerzo equivalente a un 99% del esfuerzo in-situ. Considerando este cálculo simplificado se optó por tomar como referencia una esfera de radio 100 m para la socavación inicial, tomando la razón especificada anteriormente, se calculó una distancia mínima de seguridad de 500 m desde la zona de interés (donde ocurrirán los mayores gradientes tensionales) hacia los bordes del modelo para que estos últimos no interfirieran en los cambios de gradiente tensional del modelo.

Los detalles de las dimensiones del modelo se muestran en la siguiente tabla:

Tabla 4-3: Dimensiones del modelo general

Dirección	Mínimo (m)	Máximo (m)	Dimensión (m)
Este - Oeste (eje x en 3DEC)	-550	850	1400
Norte - Sur (eje y en 3DEC)	-500	1000	1500
Vertical (eje z en 3DEC)	-500	700	1200

Se consideró como zona de interés aquel volumen donde se espera que ocurrirán los mayores gradientes tensionales como consecuencia de las perturbaciones que se inducirán en el medio, dado lo anterior aquel sector se discretizó más fino como se revisa en el siguiente punto.

Las dimensiones de la zona que se consideró de interés dentro del modelo se detallan en la siguiente tabla:

Tabla 4-4: Dimensiones de la zona de interés dentro del modelo

Dirección	Mínimo (m)	Máximo (m)	Dimensión (m)
Este - Oeste (eje x en 3DEC)	0	300	300
Norte - Sur (eje y en 3DEC)	0	450	450
Vertical (eje z en 3DEC)	0	205	205

4.1.5 Tamaño de la zonificación

El programa **3DEC** realiza una discretización del medio en base a tetraedros, para el modelo se consideraron tres zonas de zonificación que van desde la más fina que corresponde a la zona de interés, hasta la zonificación más gruesa que se encuentra más próxima a los bordes del modelo.

Las zonificaciones establecidas corresponden a poliedros de lados de 15, 30 y 60 metros. En la siguiente tabla se especifican los lugares del modelo en que se utilizaron las distintas zonificaciones:

- Zonificación de 15 metros

Tabla 4-5: Coordenadas zonificación de 15 metros

Dirección	Mínimo (m)	Máximo (m)	Dimensión (m)
Este - Oeste (eje x en 3DEC)	0	300	300
Norte - Sur (eje y en 3DEC)	0	450	450
Vertical (eje z en 3DEC)	0	205	205

- Zonificación de 30 metros

Tabla 4-6: Coordenadas de zonificación de 30 metros

Dirección	Mínimo (m)	Máximo (m)	Dimensión (m)
Este - Oeste (eje x en 3DEC)	-300	600	900
Norte - Sur (eje y en 3DEC)	-300	700	1000
Vertical (eje z en 3DEC)	-300	505	805

- Zonificación de 60 metros

Tabla 4-7: Coordenadas de zonificación de 60 metros

Dirección	Mínimo (m)	Máximo (m)	Dimensión (m)
Este - Oeste (eje x en 3DEC)	-550	850	1400
Norte - Sur (eje y en 3DEC)	-500	1000	1500
Vertical (eje z en 3DEC)	-500	700	1200

En la siguiente imagen se ilustra lo señalado anteriormente:

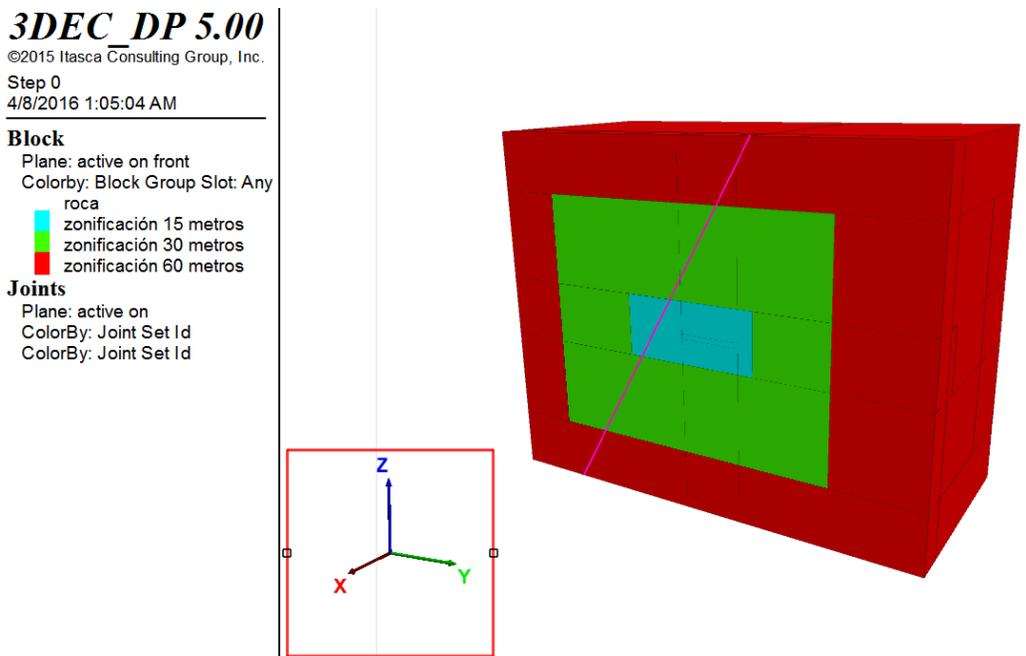


Figura 4-1: Vista isométrica de las regiones de zonificación

4.1.6 Condiciones de borde

Las condiciones de borde utilizadas en los modelos consistieron en mantener fija la base (no se permitieron movimientos en ningún sentido en la base), permitir sólo deslizamiento vertical en los cuatro lados del modelo y mantener la superficie del terreno libre. Tal como se indicó anteriormente, las dimensiones del modelo se definieron en forma tal que las excavaciones en la zona de interés no interfirieran con los bordes del modelo. Esta definición implica que las condiciones de borde no afectan la respuesta del modelo en la zona de interés. A continuación, se muestra una figura que ilustra las condiciones de borde aplicadas en la base y lados del modelo:

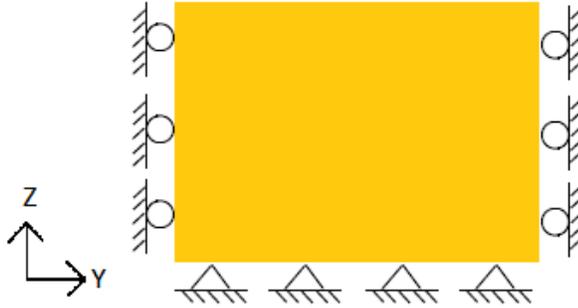


Figura 4-2: Condiciones de borde del modelo

4.1.7 Estado tensional In-Situ

El estado tensional pre-minería utilizado depende de dos parámetros: la carga litostática y la razón de esfuerzos horizontales. La primera permite estimar el gradiente vertical de esfuerzos y la segunda permite estimar los gradientes horizontales de esfuerzos en base a lo anterior.

Para generar los esfuerzos in-situ a medida que varía la profundidad, **3DEC** ocupa ecuaciones que dependen de un gradiente de esfuerzos para las tres direcciones del espacio que varía según la coordenada espacial del modelo. Las ecuaciones son descritas de la siguiente manera:

$$\sigma_{xx} = \sigma_{xx}^{\circ} + (s_{xxx}) * x + (s_{xxy}) * y + (s_{xxz}) * z \quad (1)$$

$$\sigma_{yy} = \sigma_{yy}^{\circ} + (s_{yyx}) * x + (s_{yyy}) * y + (s_{yyz}) * z \quad (2)$$

$$\sigma_{zz} = \sigma_{zz}^{\circ} + (s_{zzx}) * x + (s_{zzy}) * y + (s_{zzz}) * z \quad (3)$$

$$\sigma_{xy} = \sigma_{xy}^{\circ} + (s_{xyx}) * x + (s_{xyy}) * y + (s_{xyz}) * z \quad (4)$$

$$\sigma_{xz} = \sigma_{xz}^{\circ} + (s_{xzx}) * x + (s_{xzy}) * y + (s_{xzz}) * z \quad (5)$$

$$\sigma_{yz} = \sigma_{yz}^{\circ} + (s_{yzx}) * x + (s_{yzy}) * y + (s_{yzz}) * z \quad (6)$$

Ecuación 4-8: Gradiente de esfuerzos in-situ en **3DEC**

Donde los parámetros σ° son constantes para las distintas componentes normales y de corte; los parámetros s son los gradientes las distintas componentes normales y de corte.

Por simplicidad no se incluyeron esfuerzos in-situ de corte, por lo que las ecuaciones (4), (5) y (6) se anulan. Además, los esfuerzos no varían con el desplazamiento en el eje x (E-

O) y el eje y (N-S), lo que genera que los gradientes multiplicados por los desplazamientos en x e y se anulen, quedando las ecuaciones (1), (2) y (3) de la siguiente manera:

$$\sigma_{xx} = \sigma_{xx}^{\circ} + (s_{xxz}) * z \quad (1.1)$$

$$\sigma_{yy} = \sigma_{yy}^{\circ} + (s_{yyz}) * z \quad (2.1)$$

$$\sigma_{zz} = \sigma_{zz}^{\circ} + (s_{zzz}) * z \quad (3.1)$$

Ecuación 4-9: Gradiente de esfuerzos in-situ en 3DEC simplificado

La densidad de la roca se asume de 2770 [Kg/m³] y considerando una gravedad de 10 [m/s²], la roca posee un peso específico de 27.7 [KN/m³]. Esto genera un gradiente en dirección vertical de 0.0277 [MPa/m].

Considerando que los esfuerzos verticales y horizontales deben ser nulos en la superficie, que en el caso del modelo se encuentran en la coordenada 700 del eje z y además el esfuerzo vertical a 600 metros de profundidad, coordenada 100 en el eje z del modelo, debe tener un valor según el gradiente vertical. A partir de lo anterior se resolvió un sistema de ecuaciones de 2x2 para encontrar las componentes de la ecuación de esfuerzo in-situ vertical en **3DEC**:

$$\sigma_{zz} = \sigma_{zz}^{\circ} + (s_{zzz}) * 700 = 0 [MPa]$$

$$\sigma_{zz} = \sigma_{zz}^{\circ} + (s_{zzz}) * 100 = 0.0277 \left[\frac{MPa}{m} \right] * 600[m] = 16.62 [MPa]$$

Ecuación 4-10: Sistema de ecuaciones para eje z en 3DEC

Una vez calculados los valores σ_{zz}° y s_{zzz} , se calcularon el resto de las constantes utilizando la razón de proporción para esfuerzos horizontales como se ve en las siguientes ecuaciones. Para el actual trabajo se estimó una razón de proporción k_x de 1.5 y un k_y de 1.3.

$$\sigma_{xx}^{\circ} = k_x * \sigma_{zz}^{\circ}$$

$$\sigma_{yy}^{\circ} = k_y * \sigma_{zz}^{\circ}$$

$$s_{xxz} = k_x * s_{zzz}$$

$$s_{yyz} = k_y * s_{zzz}$$

Ecuación 4-11: Cálculo de constantes para ecuaciones de esfuerzos in-situ en 3DEC

Para el actual trabajo se estimó una razón de proporción k_x de 1.5 y un k_y de 1.3. Los valores de las constantes para las ecuaciones de esfuerzos in-situ en **3DEC** se presentan resumidos en la siguiente tabla:

Tabla 4-8: Valores de constantes y gradientes de esfuerzos in-situ en 3DEC

Componente de Esfuerzo	[MPa]	Unidad
σ_{xx}°	-2.91E+07	[Pa]
σ_{yy}°	-2.52E+07	[Pa]
σ_{zz}°	-1.94E+07	[Pa]
S_{xxz}	4.16E+04	[Pa]
S_{yyz}	3.60E+04	[Pa]
S_{zzz}	2.77E+04	[Pa]

4.1.8 Construcción de socavación inicial

Para que se propague la cavidad del hundimiento, es necesario cumplir con una condición de área mínima a ser explotada. Para encontrar esa área mínima se utilizó el gráfico empírico de Laubscher (1977), el cual relaciona el radio hidráulico y el MRMR del macizo rocoso.

Dado que la roca utilizada se supuso con un RMR de 67, se tiene un MRMR de 60 utilizando la ecuación:

$$MRMR \approx 0.9 \times RMR$$

Ecuación 4-12: Relación entre RMR y MRMR (Flores y Karzulovic 2002)

Ingresando el MRMR obtenido que la curva de Laubscher, nos entrega una zona de hundimiento seguro con un radio hidráulico de 50 m, como se aprecia en la siguiente figura:

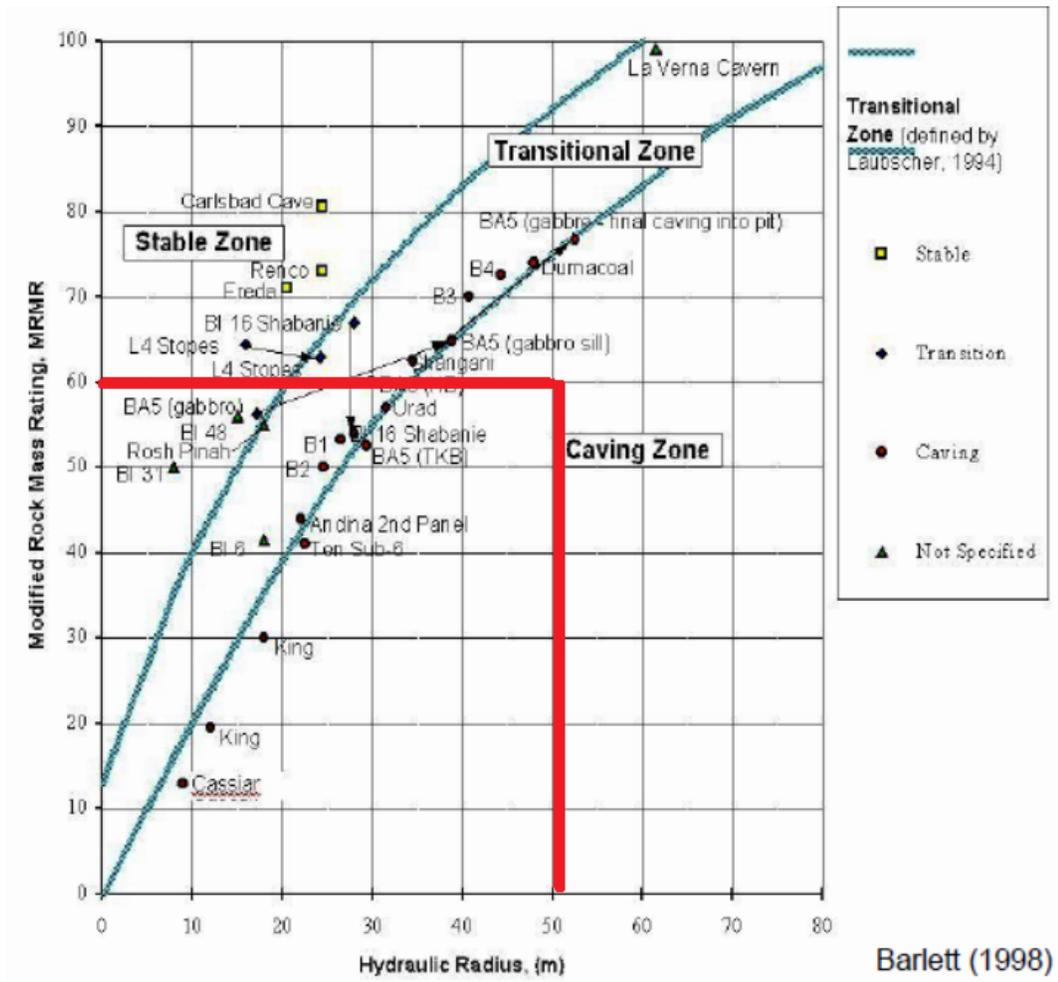


Figura 4-3: Gráfico de hundibilidad de Laubscher (Barlett, 1998)

Según lo anterior, se decidió crear una socavación inicial de 200 x 200 [m²], con una altura de 17 [m].

Esta socavación se encontrará a 100 metros de distancia de la falla en dirección perpendicular a ella. La ubicación específica se muestra a continuación:

Tabla 4-9: Coordenadas socavación inicial

Dirección	Mínimo (m)	Máximo (m)	Dimensión (m)
Este - Oeste (eje x en 3DEC)	50	250	200
Norte - Sur (eje y en 3DEC)	200	400	200
Vertical (eje z en 3DEC)	83	100	17

3DEC DP 5.00

©2015 Itasca Consulting Group, Inc.

Step 0

3/2/2016 3:58:49 PM

Block

ColorBy: Block Group Slot: Any
roca

■ socavación

Joints

ColorBy: Joint Set Id

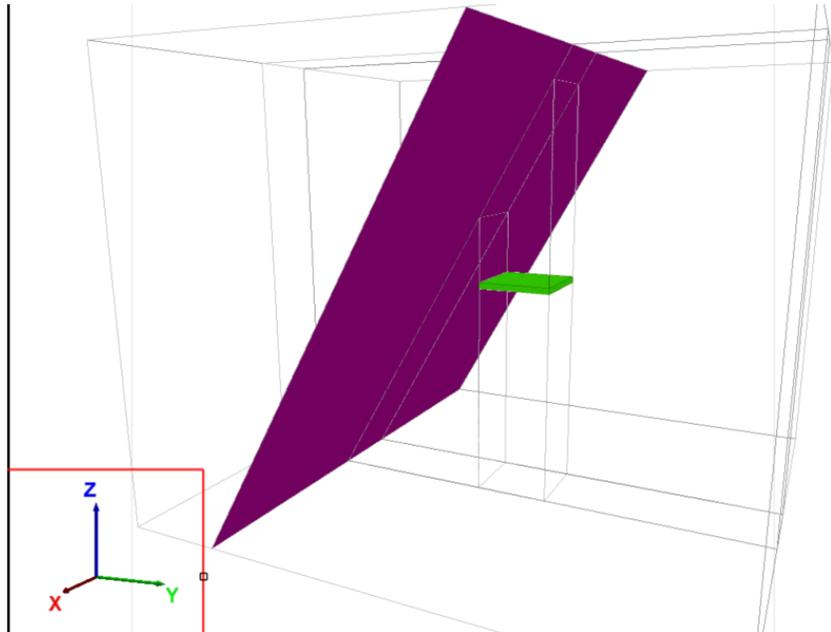


Figura 4-4: Socavación inicial en modelo caso base, vista isométrica

3DEC DP 5.00

©2015 Itasca Consulting Group, Inc.

Step 0

3/2/2016 4:00:25 PM

Block

Plane: active on
ColorBy: Block Group Slot: Any
roca

■ socavación

Joints

Plane: active on
ColorBy: Joint Set Id
ColorBy: Joint Set Id

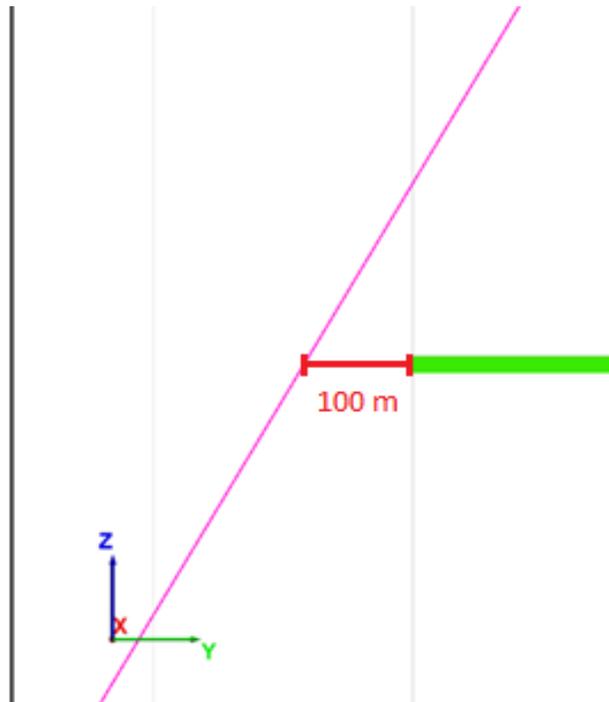


Figura 4-5: Socavación inicial en modelo caso base, vista plano YZ

3DEC DP 5.00

©2015 Itasca Consulting Group, Inc.

Step 0

3/2/2016 4:04:48 PM

Block

Plane: active on

ColorBy: Block Group Slot: Any

roca

■ socavación

Joints

Plane: active on

ColorBy: Joint Set Id

ColorBy: Joint Set Id

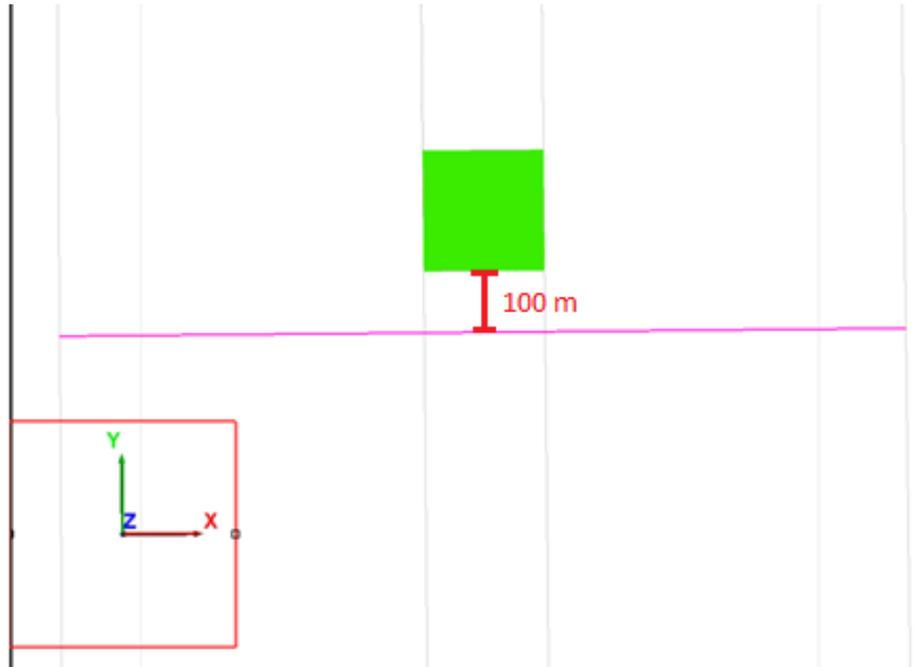


Figura 4-6: Socavación inicial en modelo caso base, vista plano XY

4.1.9 Avance en dirección hacia la falla

Una vez construida la socavación, se construyeron bloques de 10 metros de ancho, 17 metros de alto y 200 metros de largo para luego ser excavados y realizar un avance cada 10 metros en dirección a la falla. Esto último a modo de ver la activación sísmica que ocurre a medida que nos acercamos a la estructura geológica.

En la siguiente figura se puede apreciar el modelo construido, donde se identifica la socavación y la secuencia de avance.

3DEC DP 5.00

©2015 Itasca Consulting Group, Inc.

Step 0

3/2/2016 4:11:28 PM

Block

ColorBy: Block Group Slot: Any

- 21
- 22
- 23
- 24
- 25
- 26
- 27
- 28
- 29
- 30
- 31
- 32

roca
socavación

Joints

ColorBy: Joint Set Id

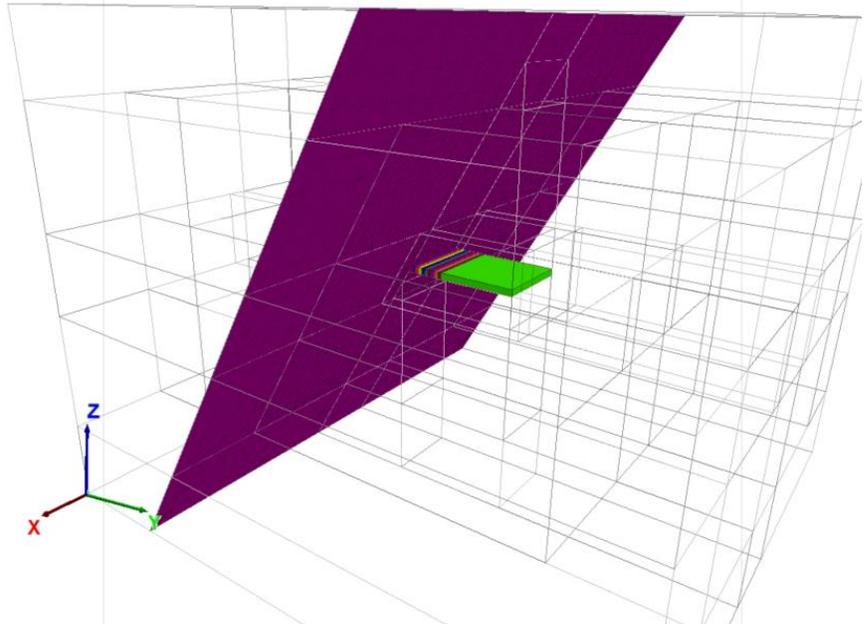


Figura 4-7: Modelo caso base de avance en dirección a la estructura, vista isométrica.

3DEC DP 5.00

©2015 Itasca Consulting Group, Inc.

Step 0

3/2/2016 4:10:42 PM

Block

Plane: active on

ColorBy: Block Group Slot: Any

- 21
- 22
- 23
- 24
- 25
- 26
- 27
- 28
- 29
- 30
- 31
- 32

roca
socavación

Joints

Plane: active on

ColorBy: Joint Set Id

ColorBy: Joint Set Id



Figura 4-8: Modelo caso base de avance en dirección a la estructura, plano YZ.

3DEC DP 5.00

©2015 Itasca Consulting Group, Inc.

Step 0

3/2/2016 4:10:10 PM

Block

Plane: active on

ColorBy: Block Group Slot: Any

21

22

23

24

25

26

27

28

29

30

31

32

roca

socavación

Joints

Plane: active on

ColorBy: Joint Set Id

ColorBy: Joint Set Id

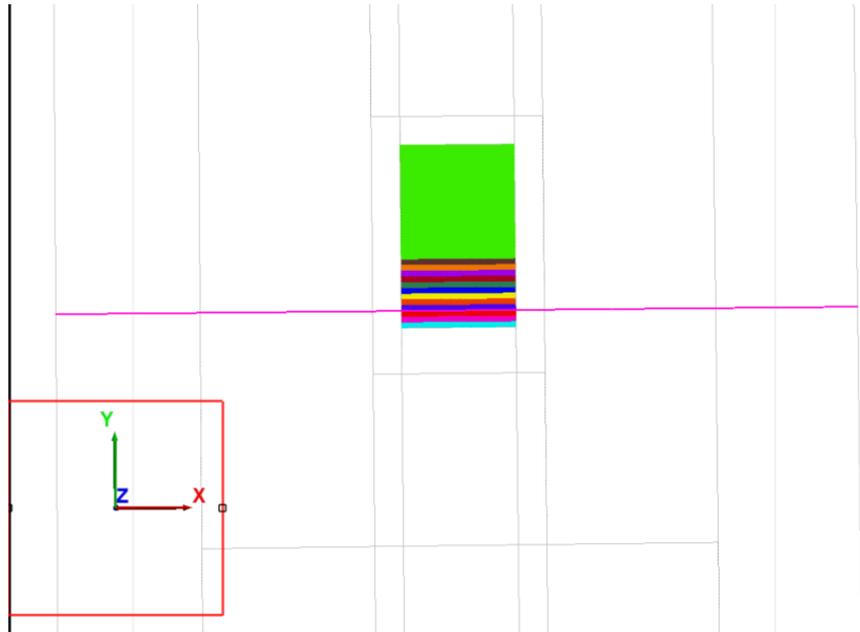


Figura 4-9: Modelo caso base de avance en dirección a la estructura, plano XY.

4.1.10 Equilibrio de fuerzas en estado pre-minería

4.1.10.1 Equilibrio modelo elástico

3DEC está basado en un algoritmo dinámico (en el dominio del tiempo) que resuelve ecuaciones de movimiento del sistema de bloques (discretizado por una malla) con un método de diferencias finitas. Una solución basada en las ecuaciones de movimiento está demostrada (Cundall, 1987) que es más apta para indicar los potenciales modos de falla del medio discontinuo que los regímenes donde se hace caso omiso de las velocidades e inercia. En cada paso, la ley de movimiento y las ecuaciones constitutivas son aplicadas para bloques rígidos y deformables; las relaciones fuerza-desplazamiento son ejecutadas. La integración de la ley de movimiento proporciona una nueva posición del bloque, y por lo tanto un incremento de desplazamiento (o velocidad) en el punto de la malla de discretización. La ley de fuerza-desplazamiento es luego usada para obtener nuevas fuerzas entre bloques, las cuales son aplicadas en el siguiente paso.

Antes de realizar las excavaciones antes mencionadas, se buscó llegar a un equilibrio de fuerzas en el modelo asignándole cierta cantidad de pasos que equilibren las ecuaciones de movimiento en un estado pre-minería. Para aquello primero se utilizó un modelo elástico del macizo rocoso con solo datos del módulo de Young y Poisson.

A continuación, se presenta un gráfico que muestra las fuerzas desbalanceadas según la cantidad de pasos hasta llegar a un régimen completamente balanceado.

3DEC DP 5.00

©2015 Itasca Consulting Group, Inc.

Step 135

3/2/2016 4:21:57 PM

History

1 Max. Unbalanced Force
vs. Step

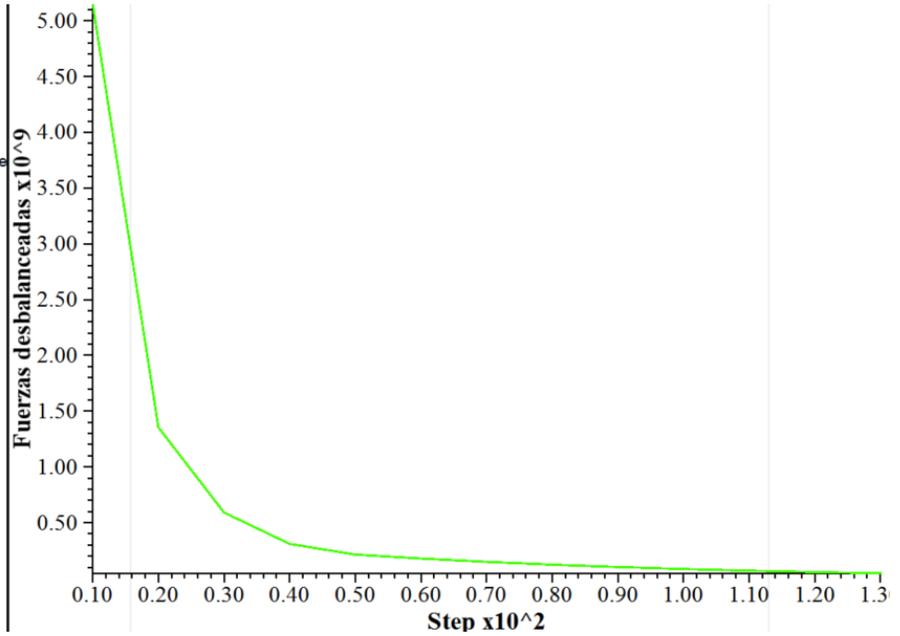


Figura 4-10: Gráfico de fuerzas desbalanceadas en modelo elástico.

4.1.10.2 Equilibrio modelo CaveHoek

Una vez establecido el equilibrio de fuerzas en el modelo elástico, se realizó un nuevo equilibrio de fuerzas, pero ahora cambiando el modelo del macizo a uno tipo CaveHoek, el cual utiliza los parámetros m_b , a , s , GSI y UCS.

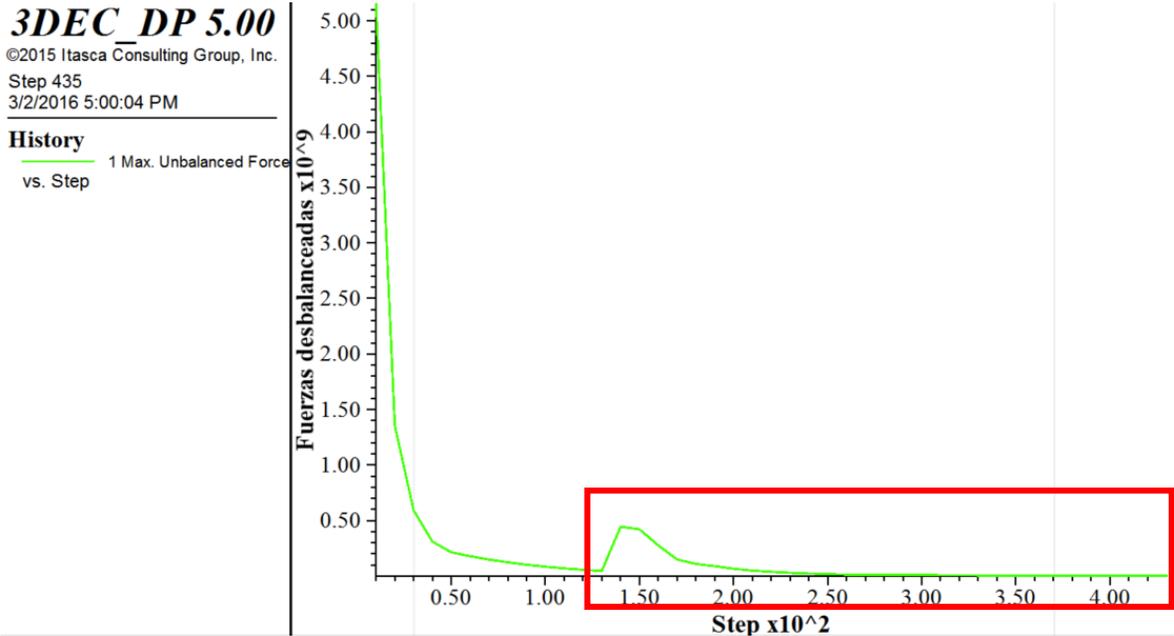


Figura 4-11: Gráfico de fuerzas desbalanceadas en modelo CaveHoek.

Cabe mencionar que la zona remarcada en rojo corresponde al cambio de modelo a CaveHoek.

4.1.11 Excavación de socavación inicial

Se excavó la región de la socavación inicial y se estableció una cierta cantidad de pasos para lograr el equilibrio de fuerzas. En la siguiente figura se puede ver la región excavada y los desplazamientos verticales generados:

3DEC DP 5.00

©2015 Itasca Consulting Group, Inc.
Step 835
3/16/2016 8:33:22 PM

Joints

Plane: active on
ColorBy: Joint Set Id
ColorBy: Joint Set Id

Contour Of Z-Displacement

Plane: active on

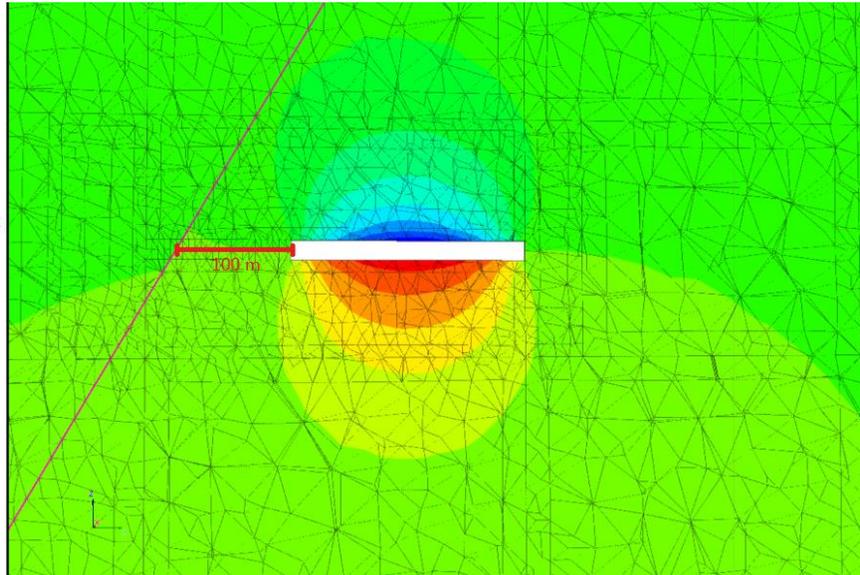
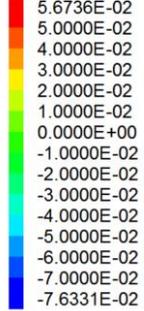


Figura 4-12: Extracción de socavación inicial en modelo caso base, plano YZ.

4.1.12 Excavación de avance de socavación

Se realizaron avances cada 10 metros y se registró la información resultante en cada etapa de excavación, en la siguiente figura se muestra la condición del modelo cuando ya se ha realizado un avance de 80 metros en dirección a la falla:

3DEC DP 5.00

©2015 Itasca Consulting Group, Inc.

Step 3235

3/16/2016 9:02:53 PM

Joints

Plane: active on

ColorBy: Joint Set Id

ColorBy: Joint Set Id

Contour Of Z-Displacement

Plane: active on

5.6736E-02

5.0000E-02

4.0000E-02

3.0000E-02

2.0000E-02

1.0000E-02

0.0000E+00

-1.0000E-02

-2.0000E-02

-3.0000E-02

-4.0000E-02

-5.0000E-02

-6.0000E-02

-7.0000E-02

-7.6331E-02

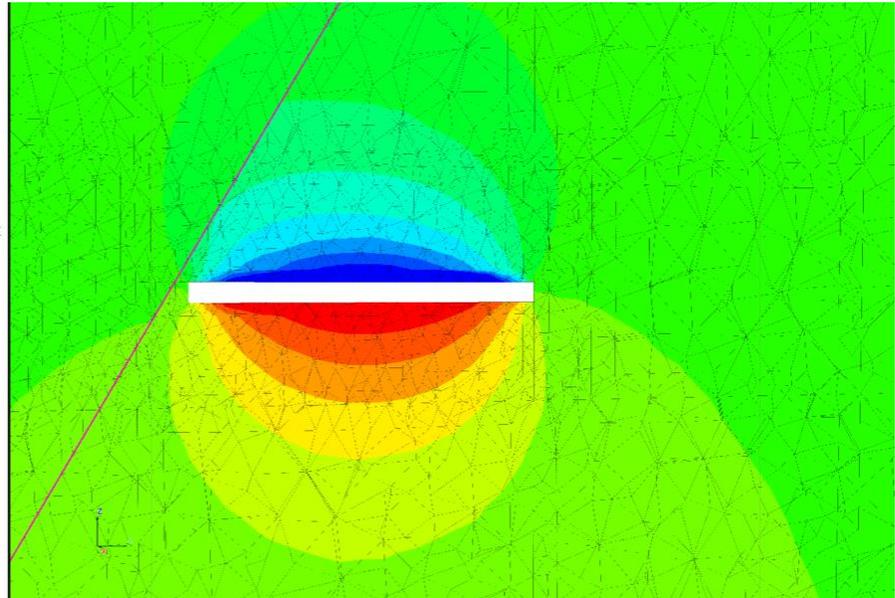


Figura 4-13: Extracción de avance de 80 metros en modelo caso base, plano YZ

En la sección de Anexos se encuentran los resultados de los avances cada 10 metros.

4.1.13 Cálculo de sismicidad

Considerando las ecuaciones de cálculo de potencia sísmica revisadas en la literatura y mencionadas en el Capítulo 2. Se creó un algoritmo en lenguaje de programación FISH, lenguaje especial para los softwares de Itasca, que calcula el área de la zona en que desliza la zona y lo multiplica por la distancia que se desplazó. Hay que señalar que **3DEC** trabaja con contactos y sub-contactos. Los contactos son la intersección de dos bloques el cual dan lugar a las fallas, y los sub-contactos son las zonas dentro de las fallas.

El algoritmo recorre todos los sub-contactos de la estructura y calcula el área y desplazamiento del sub-contacto si es que está deslizando; una vez realizado esto, pasa al siguiente sub-contacto iterando hasta que no existan más zonas que hayan deslizado.

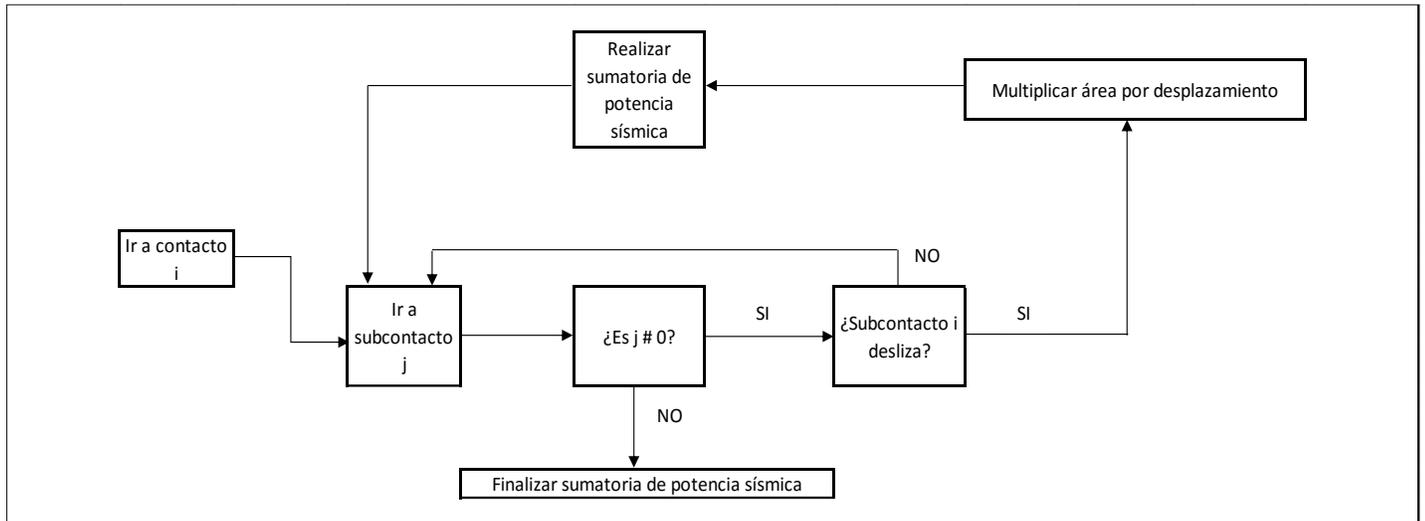


Figura 4-14: Algoritmo de cálculo de sismicidad

4.2 Construcción de modelo con hundimiento en 3DEC

Para la construcción de este modelo se consideraron algunos parámetros iguales al modelo caso base, como los son:

- Propiedades de la roca
- Propiedades de la falla
- Tamaño del modelo
- Condiciones de borde
- Estado tensional In-Situ
- Construcción de socavación inicial
- Algoritmo de cálculo de sismicidad

4.2.1 Modelo constitutivo

Al igual que en el modelo anterior, se utilizaron dos modelos constitutivos: elástico isotrópico, para el proceso equilibrio de fuerzas en el periodo pre-excavación, y Cave-Hoek para el proceso de generación de la cavidad. El segundo modelo constitutivo utilizado fue diseñado especialmente por Itasca para simular el proceso de hundimiento,

está diseñado en base al criterio de falla Hoek & Brown como se mencionó en el Capítulo 2.

4.2.2 Tamaño de la zonificación

Se utilizaron dos tipos de zonificación las cuales son de mayor tamaño que las utilizadas en el caso anterior para disminuir los tiempos de simulación. Se utilizaron poliedros de lados de 20 y 40 metros:

- Zonificación de 20 metros:

Tabla 4-10: Coordenadas zonificación de 20 metros

Dirección	Mínimo (m)	Máximo (m)	Dimensión (m)
Este - Oeste (eje x en 3DEC)	20	280	260
Norte - Sur (eje y en 3DEC)	70	430	360
Vertical (eje z en 3DEC)	-500	700	1200

- Zonificación de 40 metros:

Tabla 4-11: Coordenadas de zonificación de 40 metros

Dirección	Mínimo (m)	Máximo (m)	Dimensión (m)
Este - Oeste (eje x en 3DEC)	-550	850	1400
Norte - Sur (eje y en 3DEC)	-500	1000	1500
Vertical (eje z en 3DEC)	-500	700	1200

4.2.3 Construcción malla de extracción de socavación inicial

Para poder utilizar el algoritmo de hundimiento en **3DEC**, se necesita la ubicación espacial de los puntos de extracción que serán utilizados en el plan. Para aquello se diseñó una malla tipo Teniente, la cual corresponde a una configuración triangular de elipsoides de extracción.

Se construyó una malla de extracción de 15 x 20 m sin operativizar para crear un escenario general y no centrarse en la elección del equipo de manejo de materiales.

En la siguiente figura se ve la malla creada junto a los puntos de extracción en color rojo:

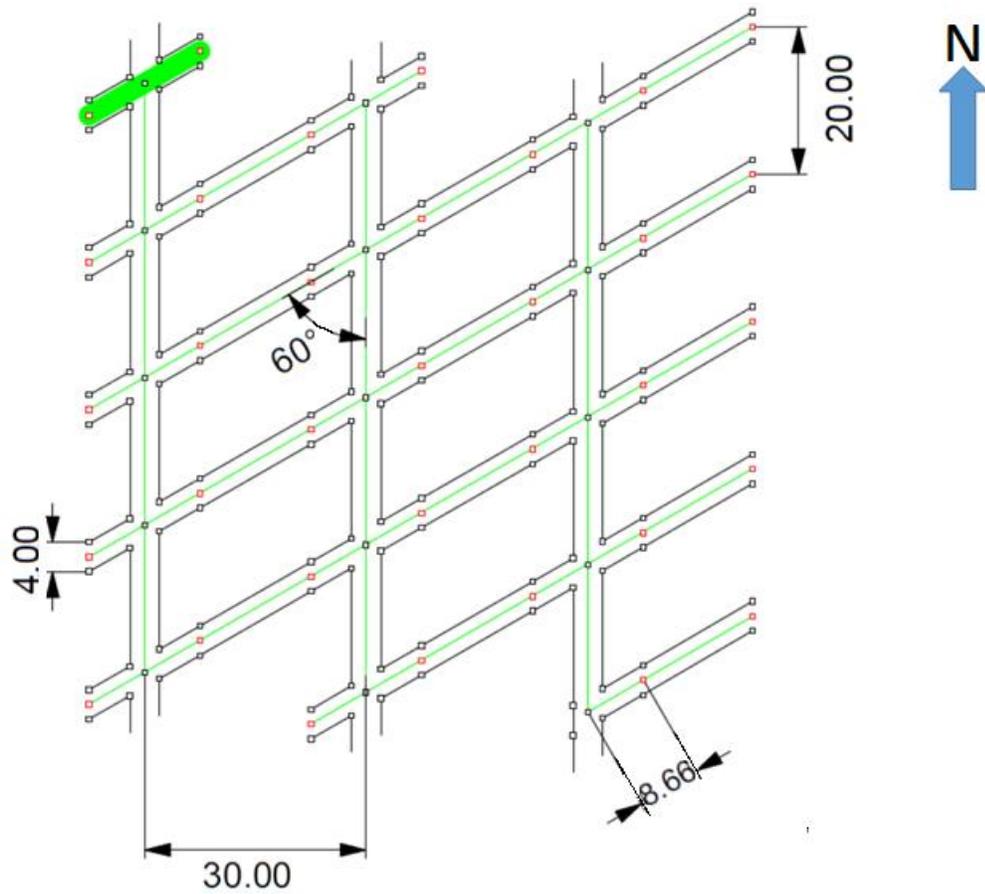


Figura 4-15: Malla de extracción de 20 x 15 m sin operativizar

En la siguiente figura se muestran los puntos de extracción de la socavación inicial en el plano XY:

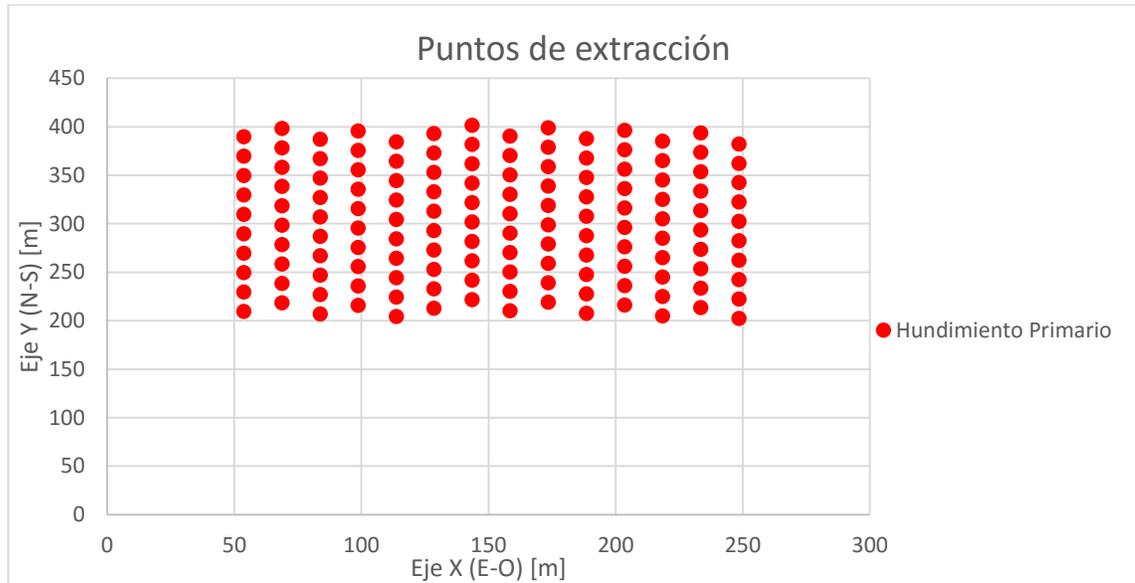


Figura 4-16: Puntos de extracción de socavación inicial

Los puntos de extracción se ubicaron en la cota 100 del eje Z, en la sección de anexos se indica la ubicación exacta de todos los puntos de extracción.

4.2.4 Construcción malla de extracción de socavación de avance

Para la ubicación de los puntos de extracción del avance de la socavación en dirección a la falla se extendió la malla de extracción diseñada para la socavación inicial. En la siguiente figura se presenta el plan de avance en dirección a la falla principal:

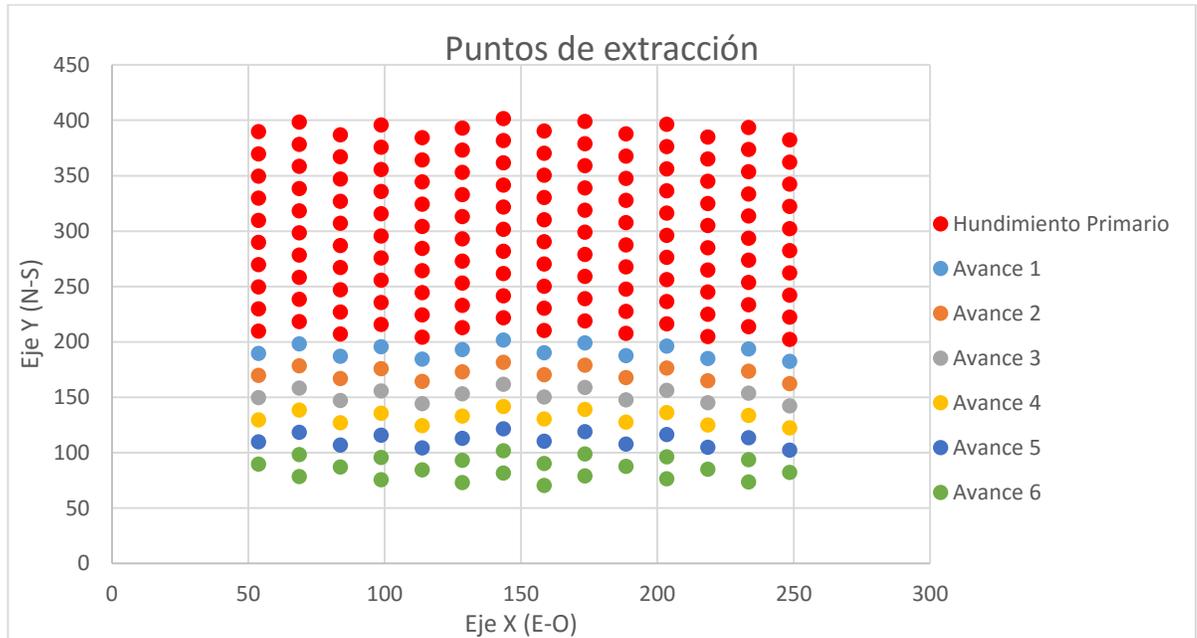


Figura 4-17: Puntos de extracción del plan de avance

En la sección de anexos se encuentra la ubicación específica de cada punto de extracción del plan de avance en dirección a la falla principal.

4.2.5 Plan de extracción

El plan de extracción consiste en asignar una cantidad de tonelaje a extraer por periodo en cada punto de extracción. En un principio se comienza una extracción pareja en toda la socavación inicial, a modo de generar el hundimiento necesario según lo visto en el gráfico de Laubscher. Posterior a aquello se comienza a asignar un tonelaje de extracción por periodo en la zona de socavación de avance, donde se comienza a abrir área de extracción en distintos periodos, pero siempre en dirección hacia la falla principal. Un periodo corresponde a un mes, equivalente a 30 días; considerando que el área de extracción por punto es de 300 [m²], las velocidades de extracción por punto son las siguientes:

- 1000 [ton/mes] = 0.11 [ton/m² día]
- 3000 [ton/mes] = 0.33 [ton/m² día]
- 6000 [ton/mes] = 0.67 [ton/m² día]

Para disminuir los tiempos de simulación del modelo, se consideró un crecimiento agresivo de velocidades de extracción en comparación con la realidad, ya que el fin de

este trabajo es analizar la sismicidad provocada por la falla y no la velocidad de propagación del hundimiento.

Debido a lo anterior, durante el primer mes se extrajo a una velocidad de 0.11 [ton/m² día], durante los siguiente 3 meses se extrajo a una velocidad de 0.33 [ton/m² día] y el resto del periodo de simulación se extrajo a una velocidad de 0.67 [ton/m² día].

Como se pudo ver en la Figura 4-17, existen 14 puntos de extracción por cada avance realizado. El primer avance se dio inicio a su extracción en el tercer periodo luego de haber comenzado la extracción de la socavación inicial. Realizando un desfase de un mes entre cada avance hasta haber cruzado la falla principal. Aplicando el mismo criterio de velocidades que en la socavación inicial.

4.2.6 Hundimiento

Una vez configurados todos los parámetros requeridos, se dio inicio al proceso de hundimiento de la socavación inicial. En las siguientes figuras se puede apreciar el fenómeno de hundimiento según el periodo en que se encuentra:

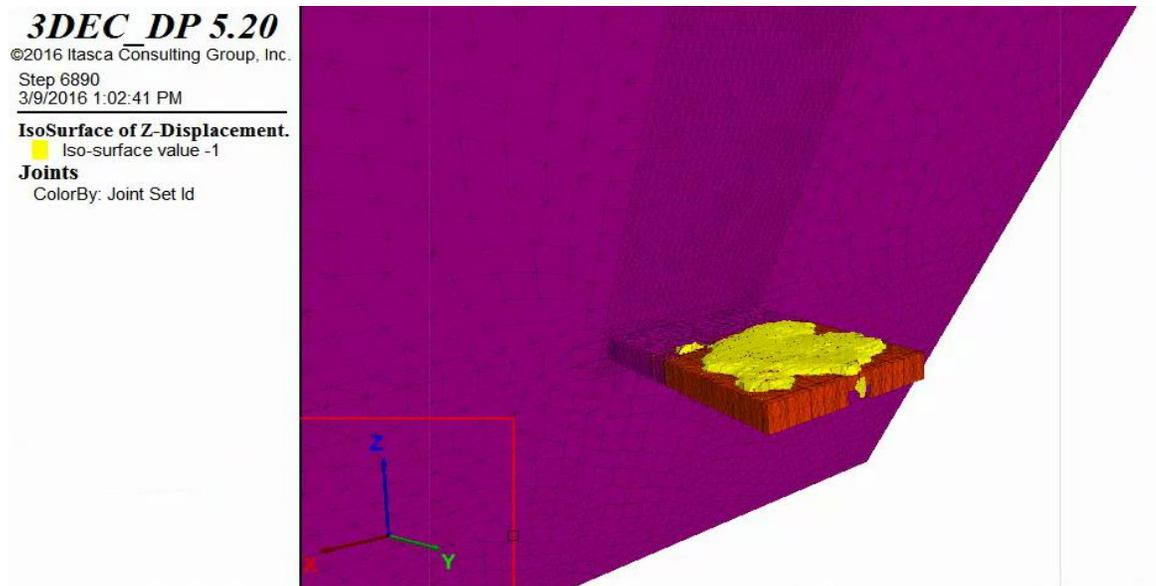


Figura 4-18: Modelo con hundimiento en el periodo 3, vista isométrica

La zona amarilla en la Figura 4-18, corresponde a la cavidad, se asocia al volumen con desplazamiento vertical mayor a 1 metro

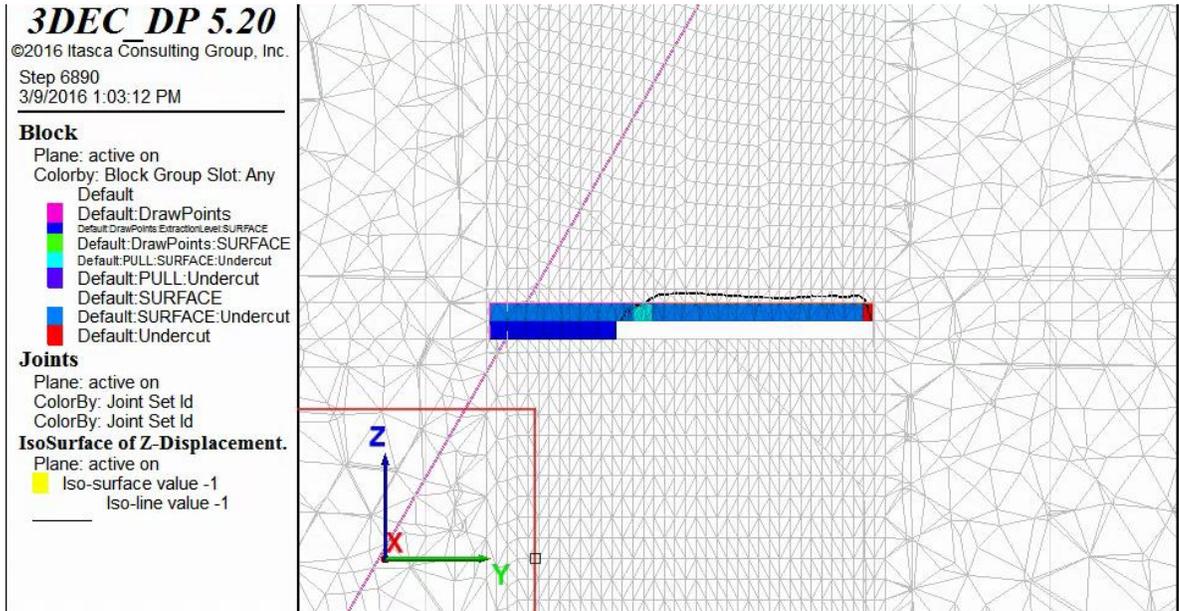


Figura 4-19: Modelo con hundimiento en el periodo 3, plano YZ

La línea negra en la Figura 4-19, corresponde a la roca quebrada generada por el hundimiento.

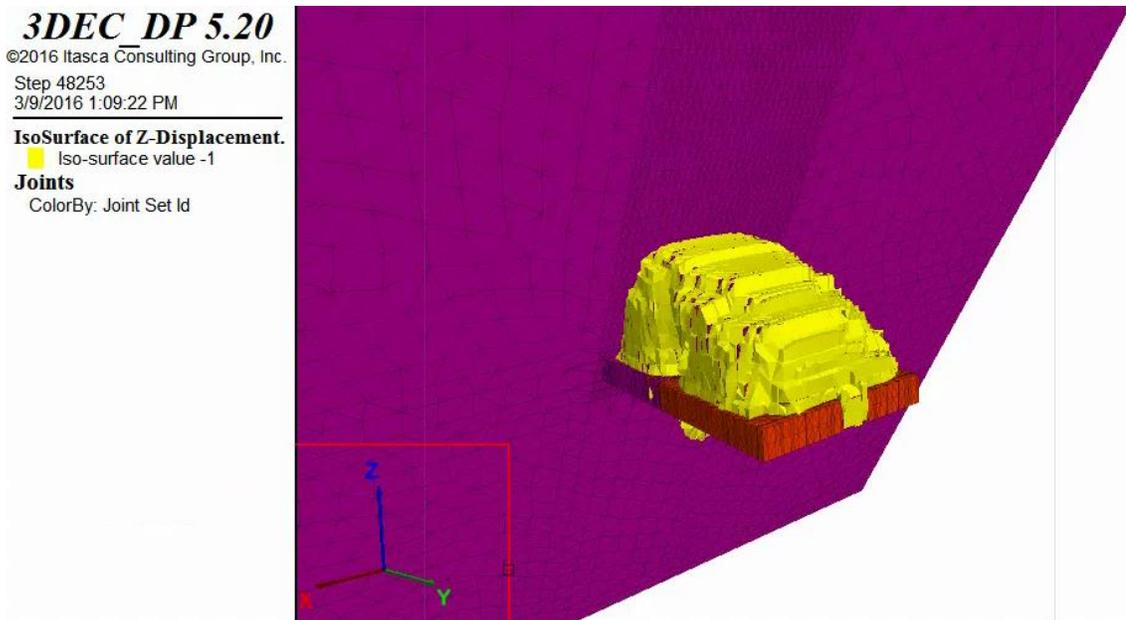


Figura 4-0-20: Modelo con hundimiento en el periodo 9, vista isométrica

3DEC DP 5.20

©2016 Itasca Consulting Group, Inc.
Step 48253
3/9/2016 1:09:49 PM

Block

Plane: active on
ColorBy: Block Group Slot: Any
Default
Default: DrawPoints
Default: DrawPoints: SURFACE
Default: PULL: SURFACE: Undercut
Default: SURFACE
Default: SURFACE: Undercut
Default: Undercut

Joints

Plane: active on
ColorBy: Joint Set Id
ColorBy: Joint Set Id

IsoSurface of Z-Displacement.

Plane: active on
Iso-surface value -1
Iso-line value -1

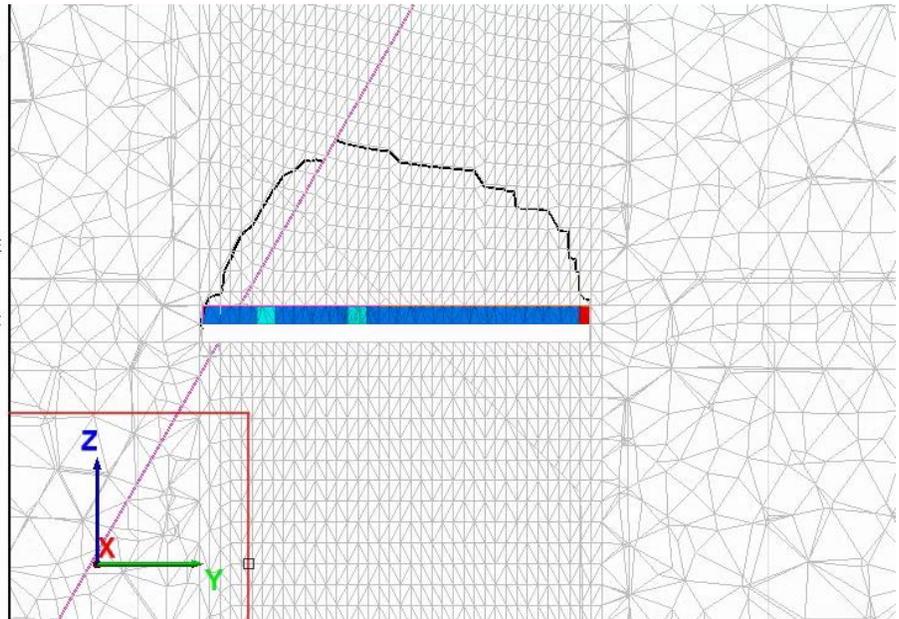


Figura 4-21: Modelo con hundimiento en el periodo 9, plano YZ

CAPÍTULO 5

RESULTADOS Y ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD

5.1 Modelo base

5.1.1 Caso inicial

Utilizando los parámetros mencionados en el capítulo anterior, se construyó el que llamaremos Caso 1.1, que consiste en avanzar solamente la socavación contra una falla de orientación conocida, sin estudiar el proceso de hundimiento. Se consideró que la falla se activa en el momento en que se produce una deformación plástica y ésta desliza. En aquel modelo, se vio que la falla se activó una vez recorridos 80 metros en dirección hacia la estructura principal (es decir, cuando la socavación está a 20 metros de intersectarla). En las siguientes figuras se aprecia el desplazamiento de corte en el plano de la falla en los alrededores de la zona de interés, junto a un esquema en la esquina superior derecha que va mostrando el avance que se ha efectuado.

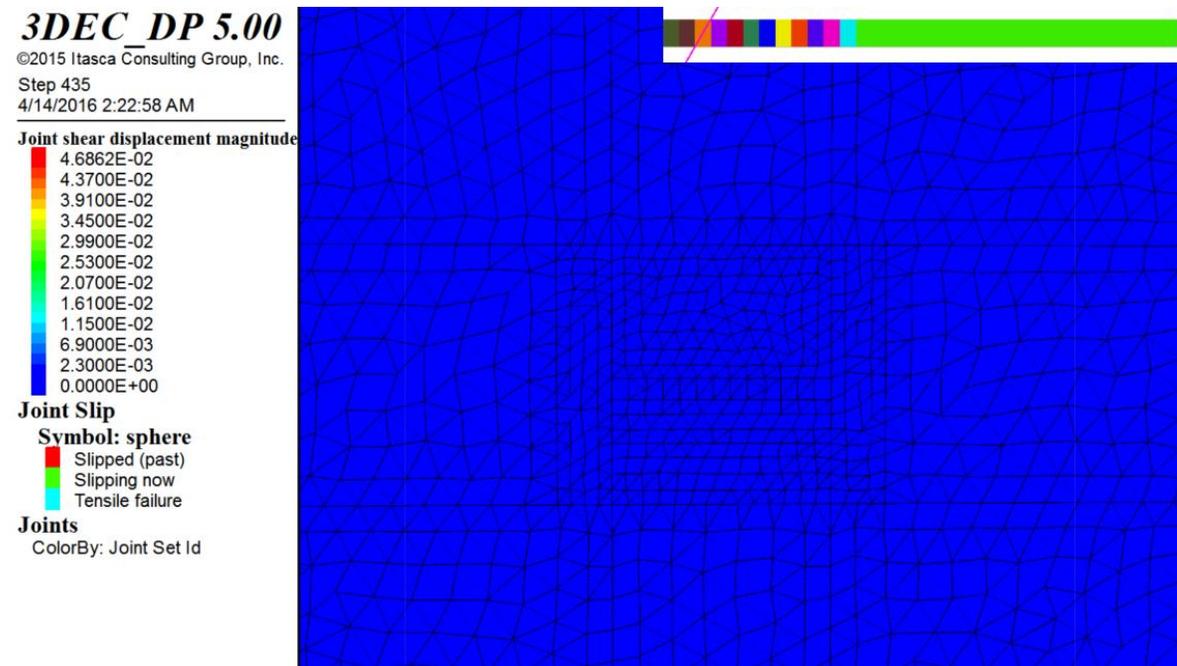


Figura 5-1: Etapa pre-excavación

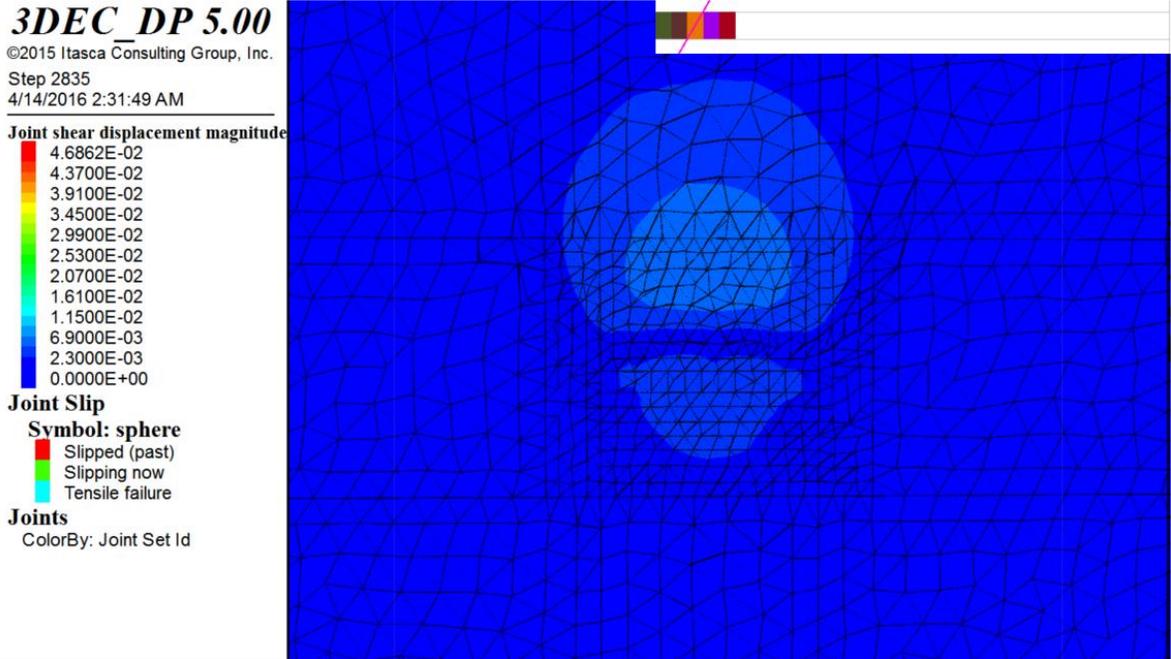


Figura 5-2: Etapa con un avance de socavación de 70 m.

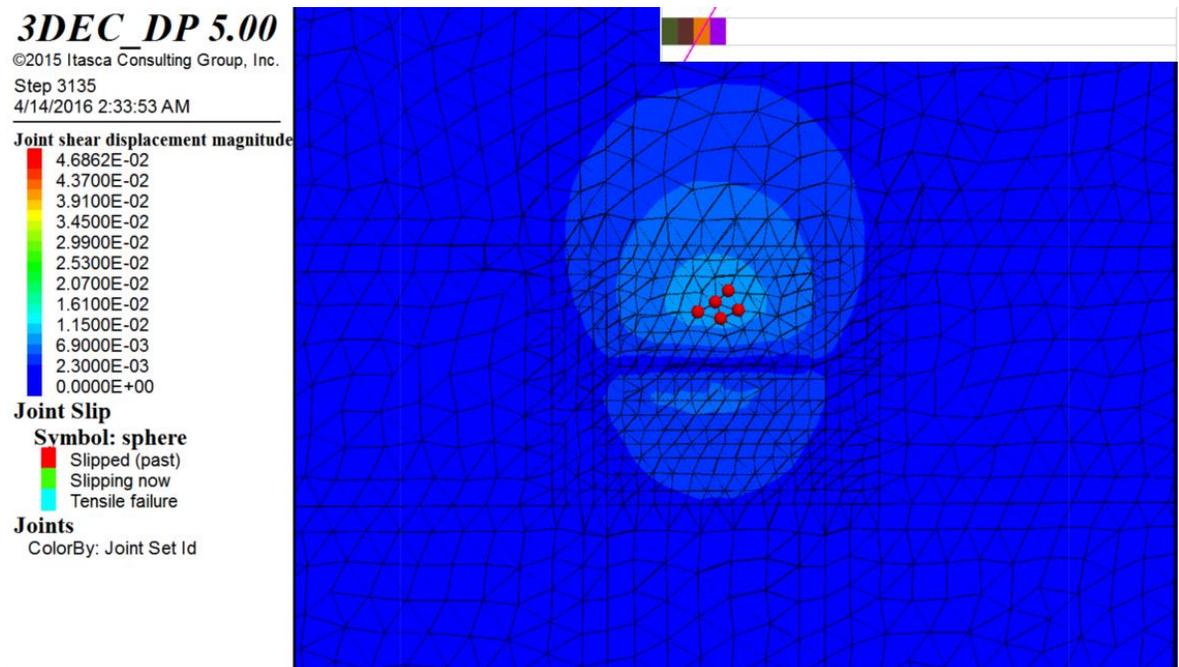


Figura 5-3: Etapa con un avance de socavación de 80 m.

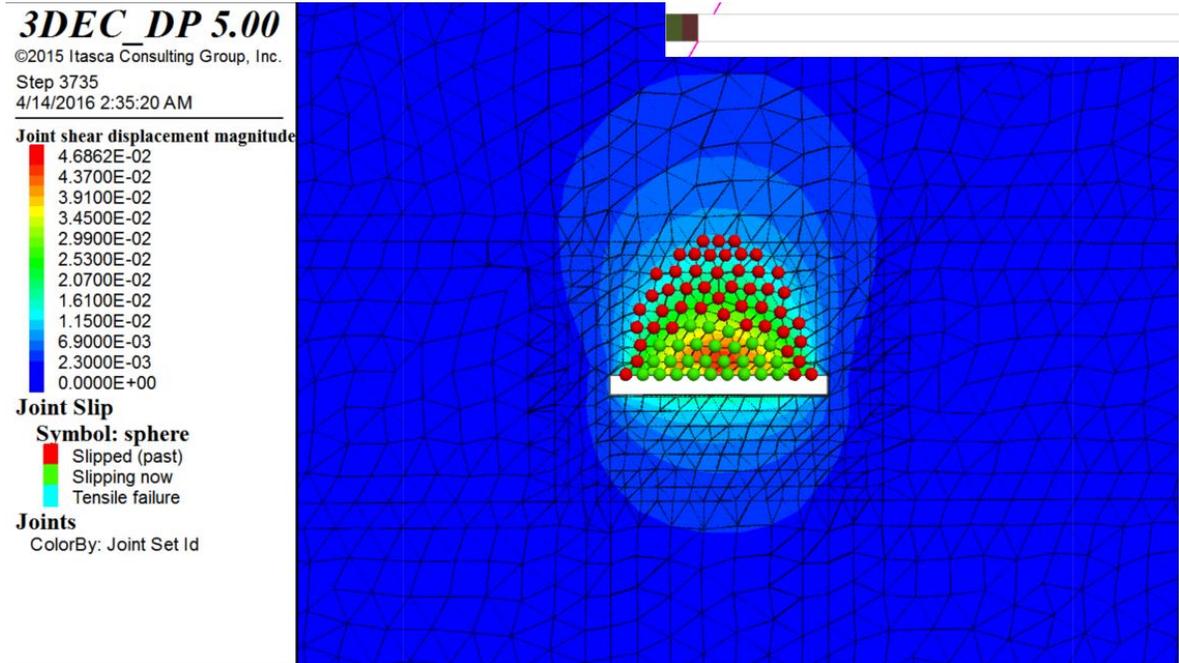


Figura 5-4: Etapa con un avance de socavación de 100 m.

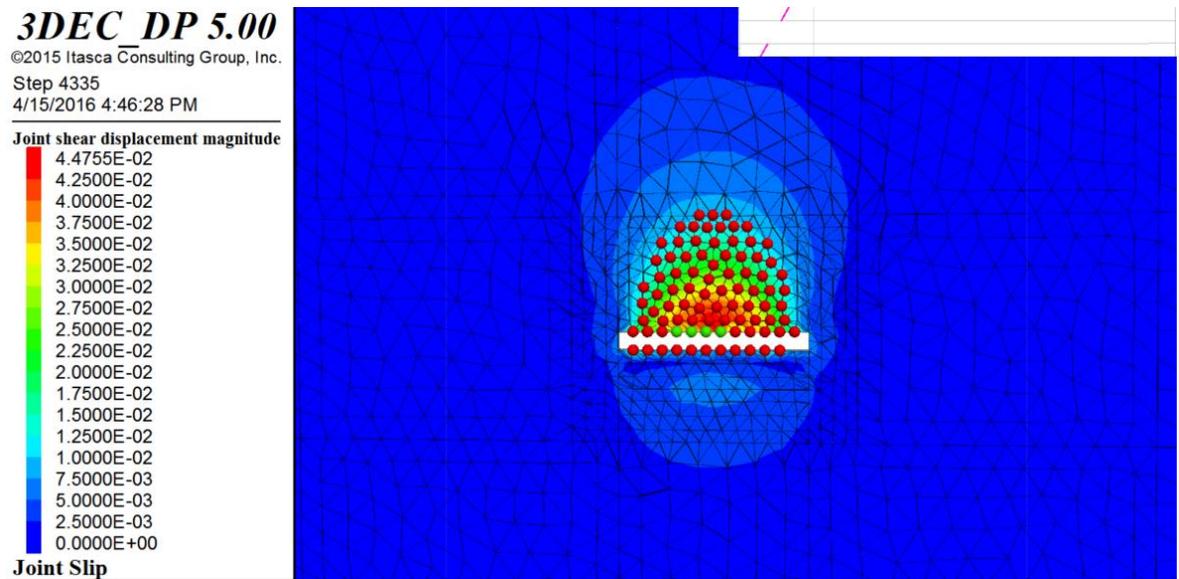


Figura 5-5: Etapa con un avance de socavación de 120 m.

Se puede apreciar que la falla se activó una vez que realizado 80 metros de avance de socavación. Para calcular el nivel de potencia sísmica [m^2] se utilizó el algoritmo mencionado en el capítulo 4, el cual considera solo la deformación plástica y no la elástica. Es importante mencionar que la potencia sísmica se va acumulando en cada periodo lo

que se genera una curva ascendente; finalmente lo que se obtiene es la potencia acumulada del modelo.

Los datos de potencia fueron obtenidos a medida que la socavación avanza cada 10 metros, una vez que es excavada la socavación inicial, hasta que cruza la falla principal. Los valores de la potencia sísmica [$\text{m}\cdot\text{m}^2$] obtenida son mostrados a continuación:

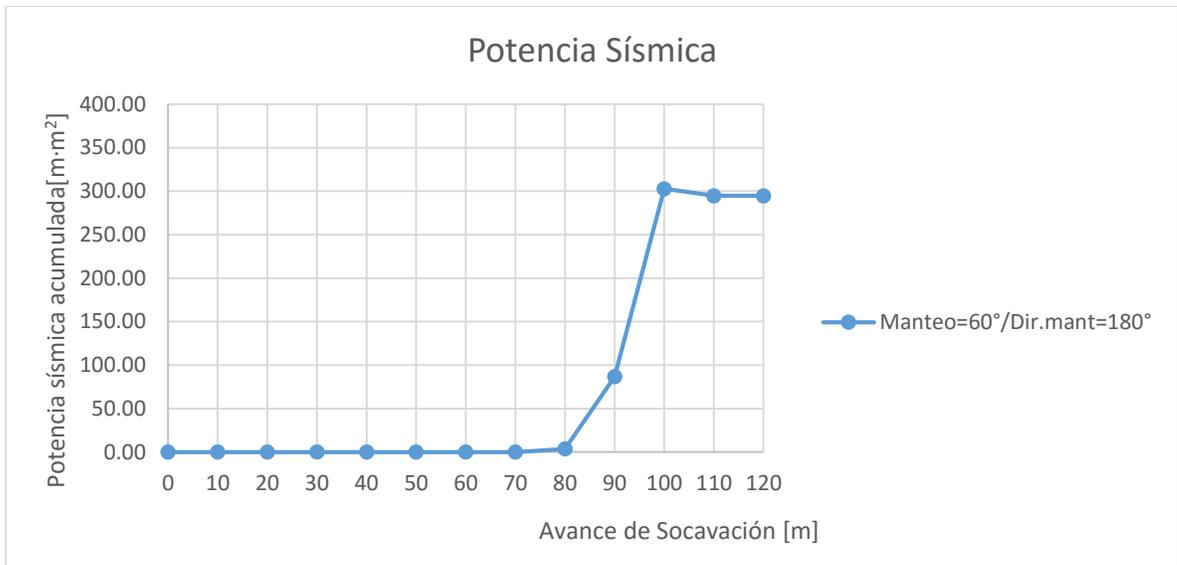


Figura 5-6: Potencia sísmica Caso 1.1

En la figura anterior se visualiza una disminución en la potencia sísmica una vez transcurridos los 100 metros de avance de la socavación, ya que es en ese momento que la socavación entra en contacto con la falla y se produce una disminución en el área deslizante al ser socavada.

Para realizar el cálculo de la magnitud del sismo, se tomó un diferencial de potencia acumulada entre cada periodo para ver el incremento ocurrido. A ese incremento se le aplicó la ecuación de magnitud sísmica (Hank-Kanamori, 1979).

En la siguiente tabla se especifica la magnitud de los micro-sismos ocurridos:

Figura 5-7: Magnitud de sismos Caso 1.1

Avance Socavación [m]	Magnitud
0	0.00
10	0.00
20	0.00
30	0.00
40	0.00
50	0.00
60	0.00
70	0.00
80	1.29
90	2.20
100	2.48
110	0.00
120	0.00

5.1.2 Casos con diferente manto y dirección de manto

Se realizó un análisis de sensibilidad para ver cómo se comporta la falla ante distintas orientaciones de la falla. En primera instancia se modelaron 4 casos en donde se comparaba el efecto del manto y la dirección del manto de la falla principal. Las propiedades de la falla para cada caso se presentan en la siguiente tabla:

Tabla 5-1: Casos con distinto manto y dirección de manto

Caso	Manto [°]	Dirección del manto [°]	Fricción [°]	Coh [kPa]	Kn [GPa/m]	Ks [GPa/m]
1.1	60	180	25	100	1	0.5
1.2	60	0	25	100	1	0.5
1.3	30	180	25	100	1	0.5
1.4	30	0	25	100	1	0.5

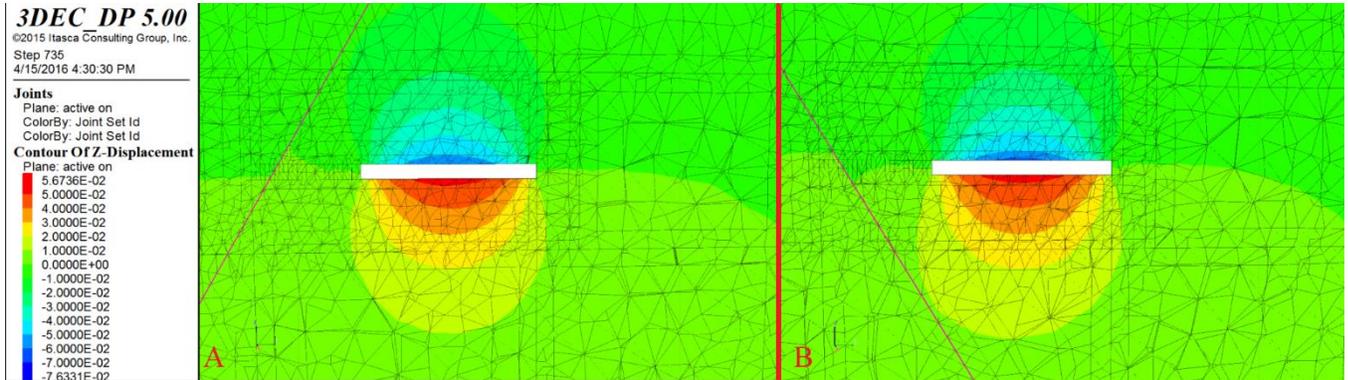


Figura 5-8: A: Caso 1.1 & B: Caso 1.2, plano YZ

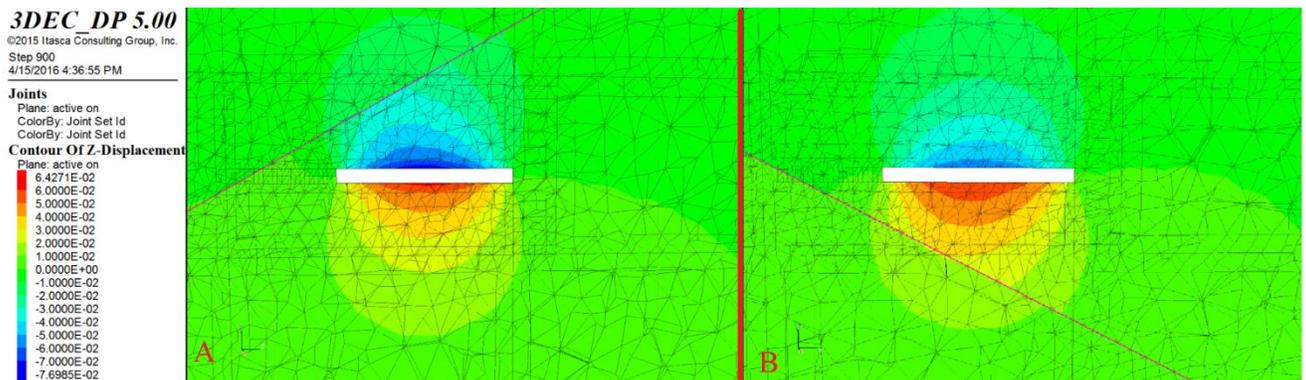


Figura 5-9: A: Caso 1.3 & B: Caso 1.4, plano YZ

Estos 4 casos se modelaron considerando un GSI de 70 inicialmente para luego hacer una comparación utilizando un GSI de 55 a modo de comparar yacimientos con distinta calidad geomecánica.

Los resultados obtenidos en términos de potencia sísmica acumulada [mm^2] se muestran en los siguientes gráficos:

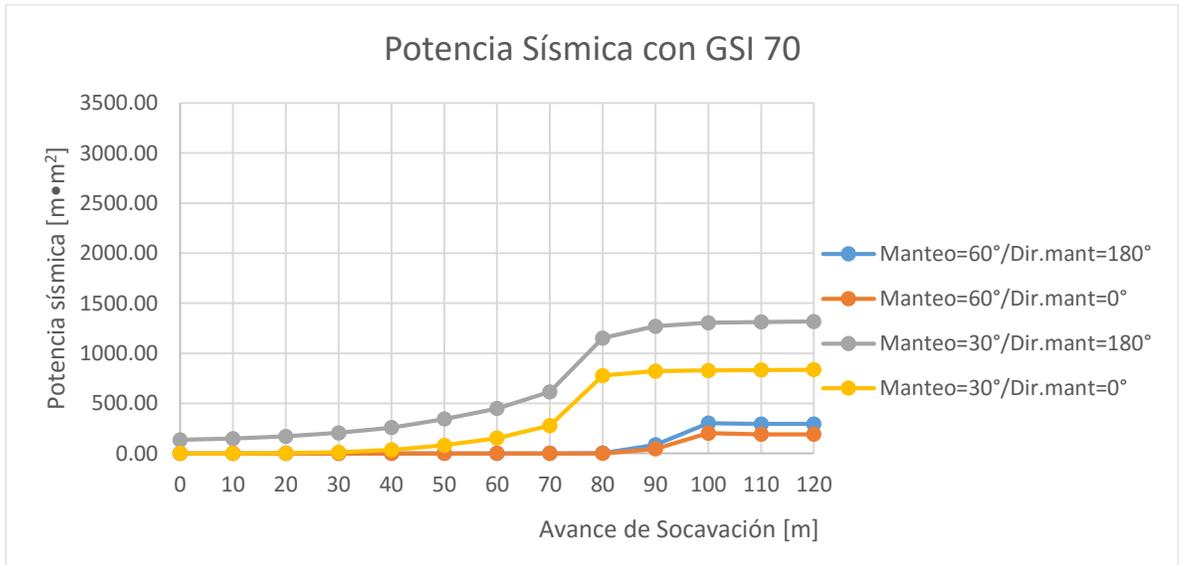


Figura 5-10: Potencia sísmica acumulada casos 1.1-1.4 con GSI 70

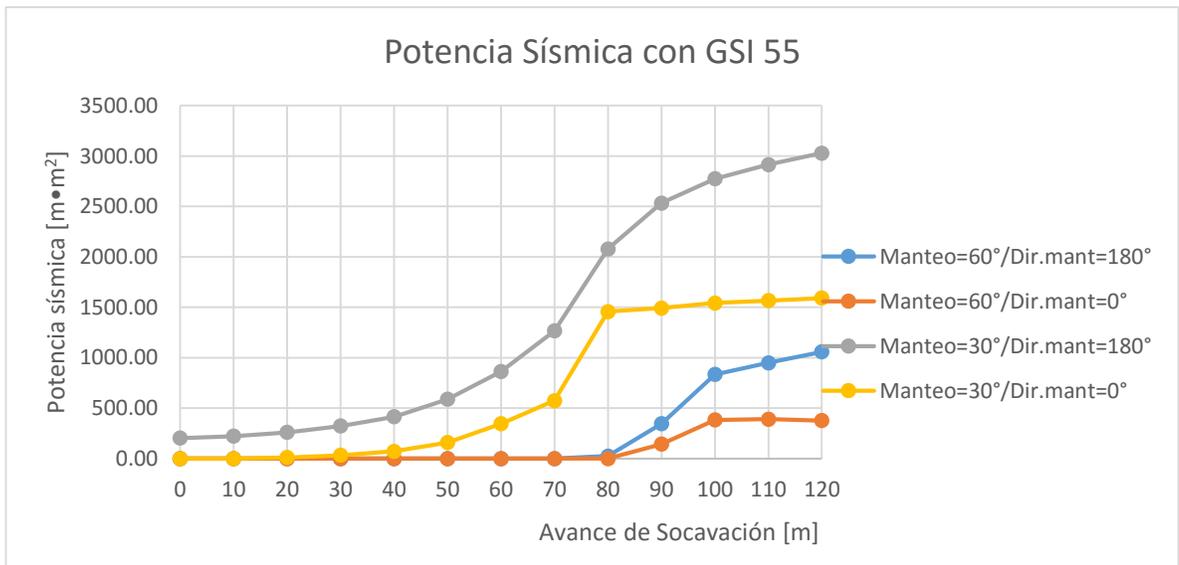


Figura 5-11: Potencia sísmica acumulada casos 1.1-1.4 con GSI 55

Comparando el momento en que se activó la falla en cada caso, se apreció que los casos con un manteo de 30° se activan antes, en el momento en que se excava la socavación inicial (0 metros de avance). Por otro lado, cuando la falla poseía un manteo de 60°, se activó cuando transcurrieron 80 metros de avance.

Se debe tener en cuenta que la distancia mínima entre el nivel de socavación y la falla principal no es la misma para cada nivel de avance cuando la estructura manteaba en 30°

o 60° , esto genera que la distribución de esfuerzos que afecta la falla sea distinta para cada caso. Debido a lo anterior se calculó la distancia mínima entre el frente de avance y la falla principal utilizando la herramienta Solver del programa Microsoft Excel, donde se parametrizó mediante rectas, variando el ángulo de pendiente de la recta que une el frente y la falla; con el fin de minimizar la distancia que recorre aquella recta mencionada.

En las siguientes figuras se aprecian unos esquemas que muestran la distancia mínima entre el frente y la falla para los casos señalados anteriormente.

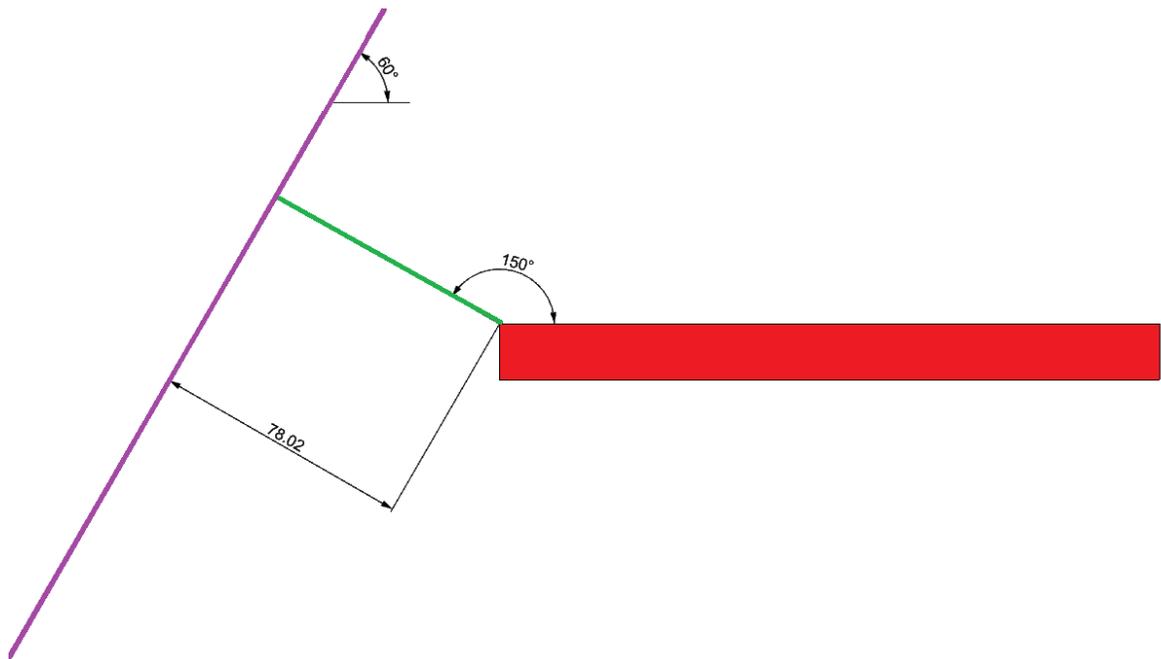


Figura 5-12: Esquema distancia mínima entre frente y la falla con manto 60°

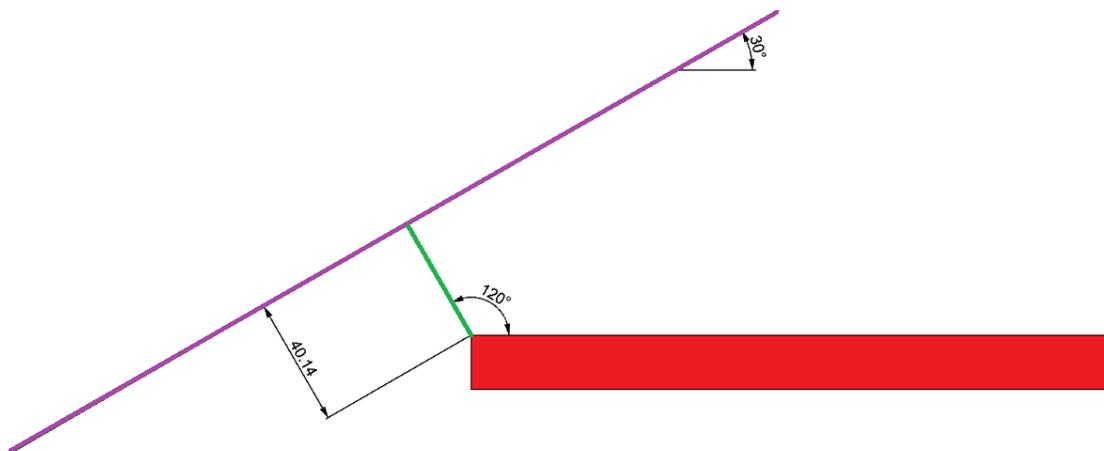


Figura 5-13: Esquema distancia mínima entre frente y falla con manto 30°

En la siguiente tabla se ve la distancia mínima a medida que se avanza con el frente de socavación en dirección a la falla:

Tabla 5-2: Distancia mínima entre frente y falla

Avance de socavación [m]	Dist. Mínima [m]	
	Manteo 60 °	Manteo 30°
0	78.02	40.14
10	69.36	35.14
20	60.70	30.14
30	52.04	25.14
40	43.38	20.14
50	34.72	15.14
60	26.06	10.14
70	17.40	5.14
80	8.74	0.14
90	0.08	-
100	-	-

A partir de la distancia mínima calculada, se vio que cuando la falla manteaba a 60° se activó a una distancia de 8.74 metros del frente de avance. Cuando la falla manteaba a 30° se activó antes en el Caso 1.3 (40.14 metros desde el frente de avance) a diferencia del Caso 1.4 (30.14 metros desde el frente de avance), esto ocurre principalmente porque la falla al tener una dirección de manteo de 0° se encuentra por debajo de la socavación en un régimen de mayor compresión generando un esfuerzo normal de mayor magnitud y provoca una mayor resistencia al deslizamiento. La gravedad también causa un efecto en el Caso 1.3 ya que la falla se encuentra por encima de la región excavada.

5.1.3 Casos con diferentes parámetros de resistencia y rigidez

Se comparó el efecto que tienen en el valor de la potencia sísmica los parámetros de resistencia (fricción, cohesión) y rigidez de la falla principal, se mantuvo un manteo de 30° y una dirección de 180° para situarse en el peor caso visto anteriormente.

5.1.3.1 Análisis de sensibilidad de parámetros de resistencia

Al igual que los casos anteriores, se le aplicó una variación del GSI además de la variación de cohesión y fricción. Los casos son los siguientes:

Tabla 5-3: Casos con distintos parámetros de resistencia

Caso	Manteo [°]	Dirección del manteo [°]	Fricción [°]	Coh [kPa]	Kn [GPa/m]	Ks [GPa/m]
1.5	30	180	15	100	1	0.5
1.6	30	180	20	100	1	0.5
1.7	30	180	25	0	1	0.5
1.8	30	180	25	10	1	0.5

Los resultados obtenidos en términos de potencia sísmica acumulada [$m \cdot m^2$] son los siguientes:

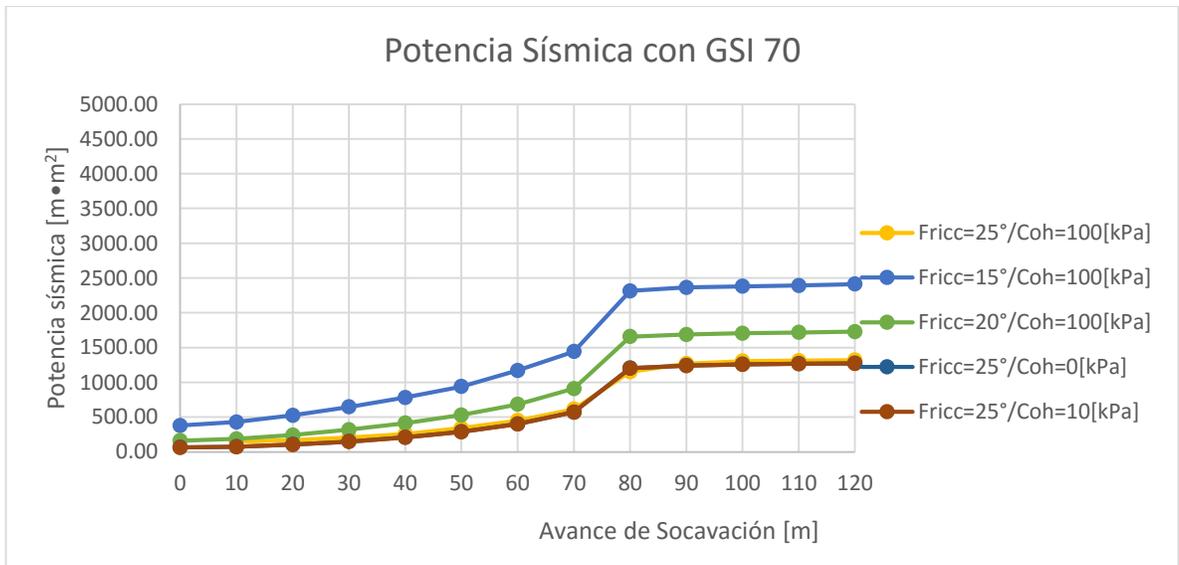


Figura 5-14: Potencia sísmica acumulada casos 1.5-1.8 con GSI 70

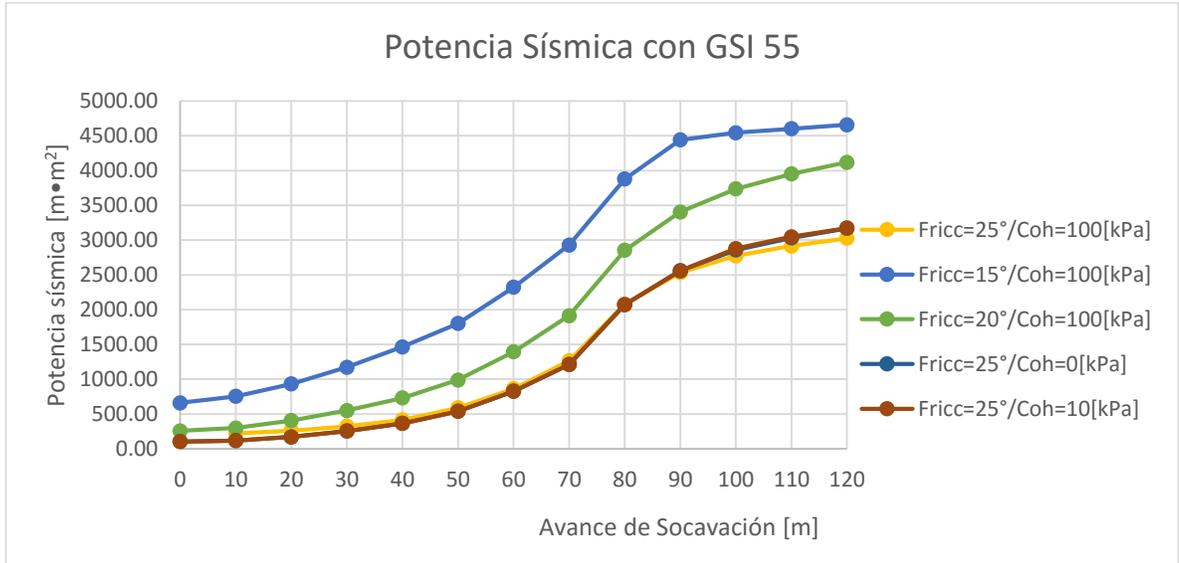


Figura 5-15: Potencia sísmica acumulada casos 1.5-1.8 con GSI 55

Se logró ver un aumento de la potencia sísmica al disminuir el GSI ya que el macizo pasa a ser más deformable, a su vez que a medida que se disminuyó la fricción la potencia sísmica aumentó. A pesar de que se varió el parámetro de cohesión en los Casos 1.7 y 1.8, este escenario no fue tan influyente como variar la fricción en los Casos 1.5, 1.6 y 1.7.

Además se realizó un análisis de la agresividad con que va aumentando la potencia sísmica acumulada a medida que el frente de socavación se va acercando a la falla, ya que los niveles de incremento de la potencia entre cada avance variaron. Esto se hizo calculando la pendiente de la recta que se creó entre los distintos periodos de avance.

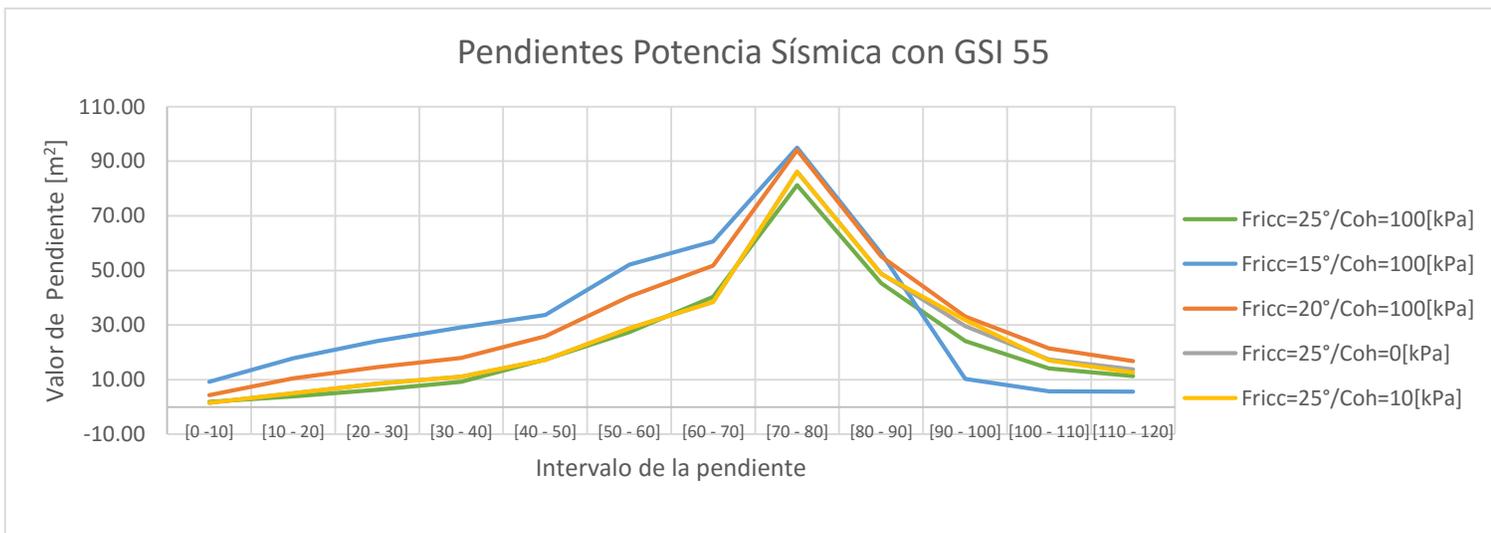


Figura 5-16: Pendiente de potencia sísmica con GSI 70

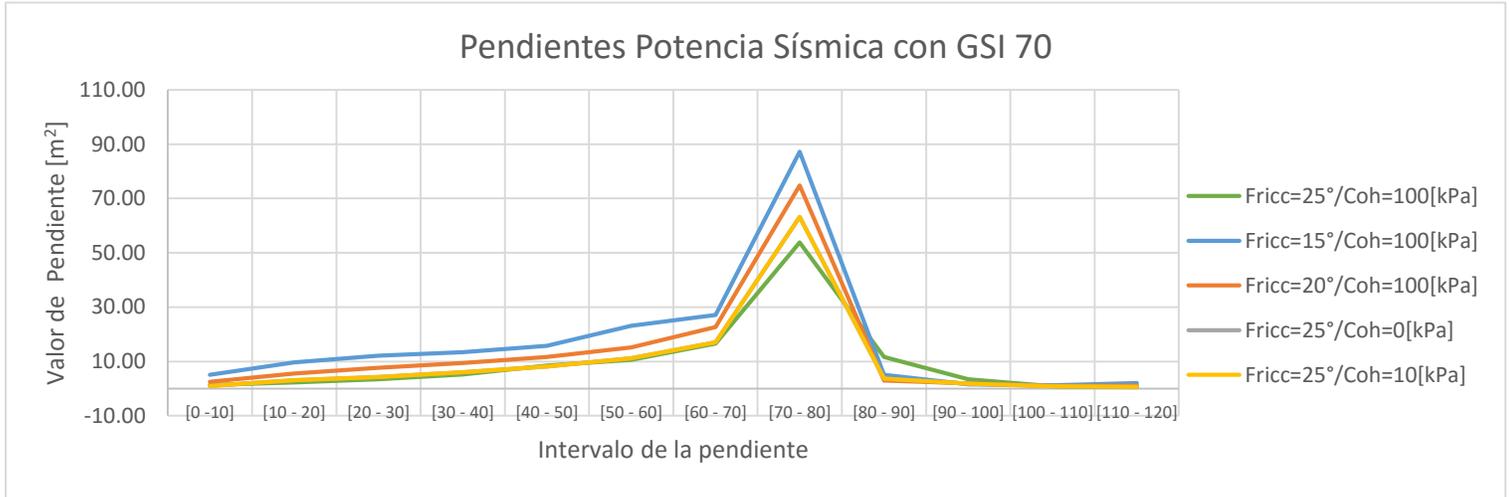


Figura 5-17: Pendiente potencia sísmica con GSI 55

Según los datos obtenidos se vio una alta tasa de aumento de potencia sísmica acumulada cuando se realiza el avance entre los 70 y los 80 metros, para luego disminuir hasta llegar a una tasa menor en el momento que se cruzó la falla; que significa que la potencia sísmica acumulada comienza a recibir pequeños incrementos o bien es constante.

Al igual que el Caso 1.1, se utilizó la misma metodología para calcular la magnitud de los micro-sismos. En la siguiente tabla se ve la magnitud de los micro-sismos obtenidos:

Tabla 5-4: Magnitud de sismos con GSI 70

Avance Socavación [m]	Magnitud				
	Caso 1.3	Caso 1.5	Caso 1.6	Caso 1.7	Caso 1.8
0	2.34	2.64	2.39	2.13	2.12
10	1.67	2.06	1.86	1.60	1.59
20	1.83	2.24	2.08	1.92	1.92
30	1.95	2.31	2.18	2.01	2.01
40	2.06	2.34	2.24	2.11	2.11
50	2.21	2.38	2.30	2.19	2.19
60	2.27	2.50	2.37	2.28	2.28
70	2.40	2.54	2.49	2.41	2.41
80	2.74	2.88	2.84	2.79	2.79
90	2.30	2.06	1.91	1.96	1.96
100	1.95	1.71	1.77	1.75	1.75
110	1.55	1.65	1.60	1.54	1.54
120	1.40	1.79	1.62	1.44	1.44

Tabla 5-5: Magnitud de sismos con GSI 55

Avance Socavación [m]	Magnitud				
	Caso 1.3	Caso 1.5	Caso 1.6	Caso 1.7	Caso 1.8
0	2.46	2.80	2.53	2.26	2.26
10	1.77	2.23	2.01	1.71	1.71
20	1.97	2.42	2.27	2.06	2.06
30	2.12	2.51	2.36	2.21	2.21
40	2.23	2.56	2.42	2.28	2.28
50	2.41	2.61	2.53	2.41	2.41
60	2.54	2.73	2.66	2.56	2.56
70	2.66	2.78	2.73	2.64	2.64
80	2.86	2.91	2.90	2.88	2.88
90	2.69	2.75	2.75	2.71	2.71
100	2.51	2.26	2.60	2.57	2.59
110	2.35	2.09	2.47	2.41	2.41
120	2.29	2.08	2.40	2.35	2.32

La magnitud que provoca un sismo depende de la potencia sísmica, pero el nivel de daño depende tanto del área deslizada como la distancia que desplazó ya que el daño será menor si desliza una gran área, pero con una distancia de desplazamiento menor, a diferencia si desliza un área menor con una gran distancia de desplazamiento. Es por esto último que se realizó un análisis del área deslizante (deformación plástica) a medida que avanza el frente de socavación.

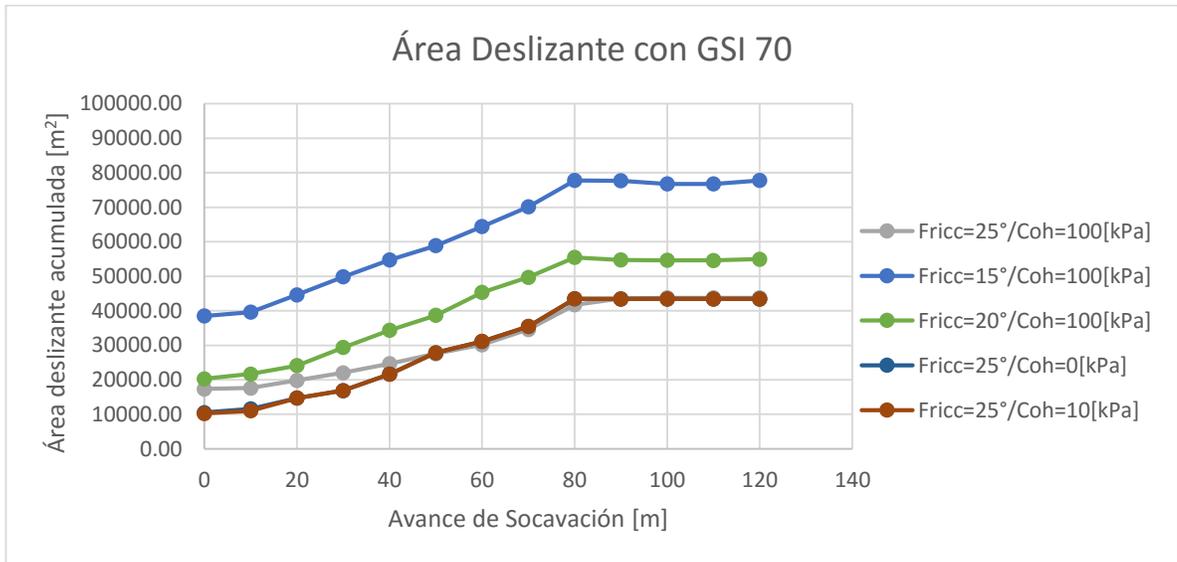


Figura 5-18: Área deslizante acumulada con GSI 70

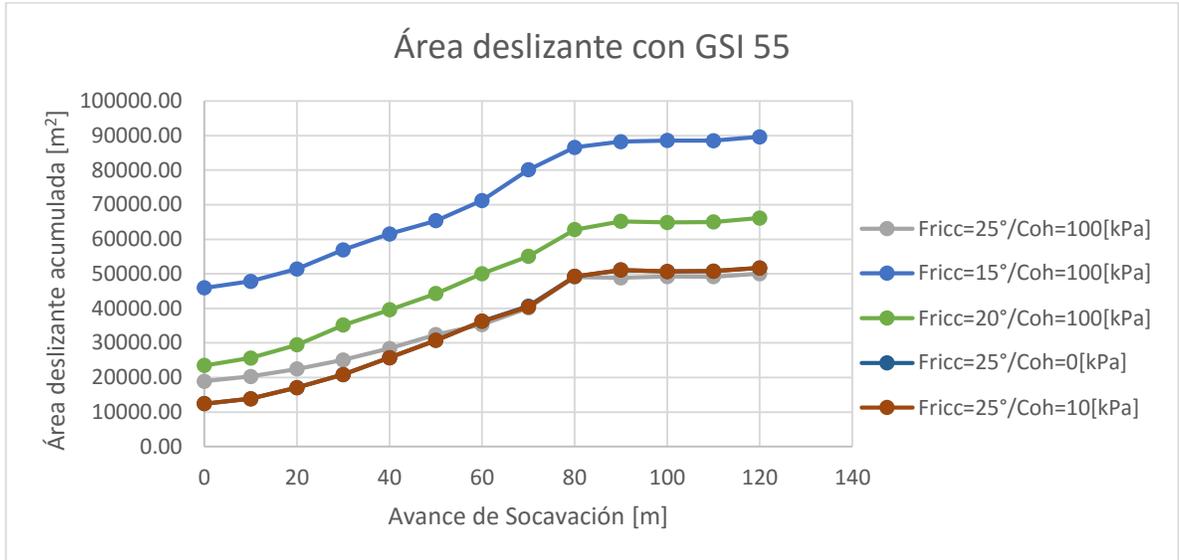


Figura 5-19: Área deslizante acumulada con GSI 55

La diferencia entre los GSI no provoca una alteración significativa en el área deslizante comparado con la diferencia que existe en la potencia sísmica observada. Esto último llevó a pensar que el sismo es mayor cuando el GSI menor debido a que el área de ruptura deslizó un desplazamiento mayor, aumentando la magnitud.

Además, se vio la misma variación poco significativa en la potencia sísmica al variar la cohesión, ya que generó una mínima variación del área deslizante en los Casos 1.3, 1.7 y 1.8.

5.1.3.2 Análisis de sensibilidad a los parámetros de rigidez

Además de la variación de GSI que se ha hecho a los demás casos, en este segmento se realizó una variación a los parámetros de rigidez normal y de corte, aumentándolos al doble y disminuyendos a la mitad.

Tabla 5-6: Casos con distintos parámetros de rigidez

Caso	Manteo [°]	Dirección del manteo [°]	Fricción [°]	Coh [kPa]	Kn [GPa/m]	Ks [GPa/m]
1.9	30	180	25	100	2	1
1.10	30	180	25	100	0.5	0.25

Los resultados obtenidos en términos de potencia sísmica acumulada [mm^2] son los siguientes:

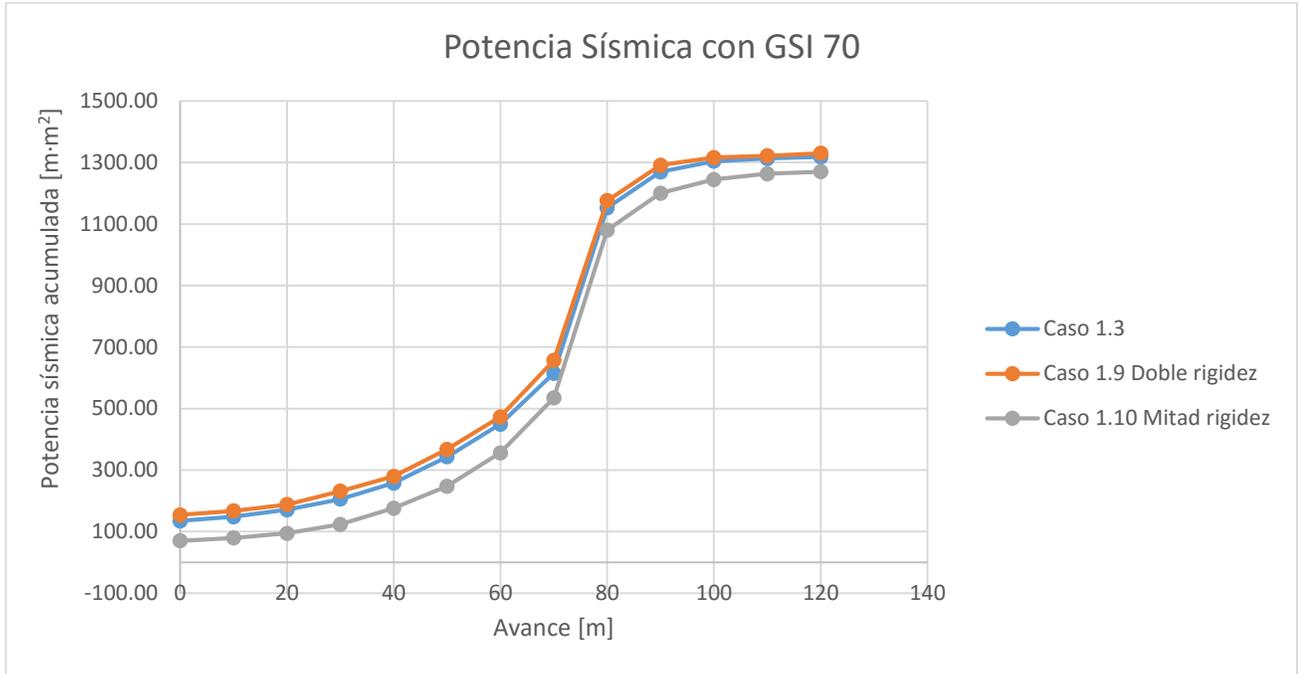


Figura 5-20: Potencia sísmica variando rigidez Casos 1.9-1.10 con GSI 70

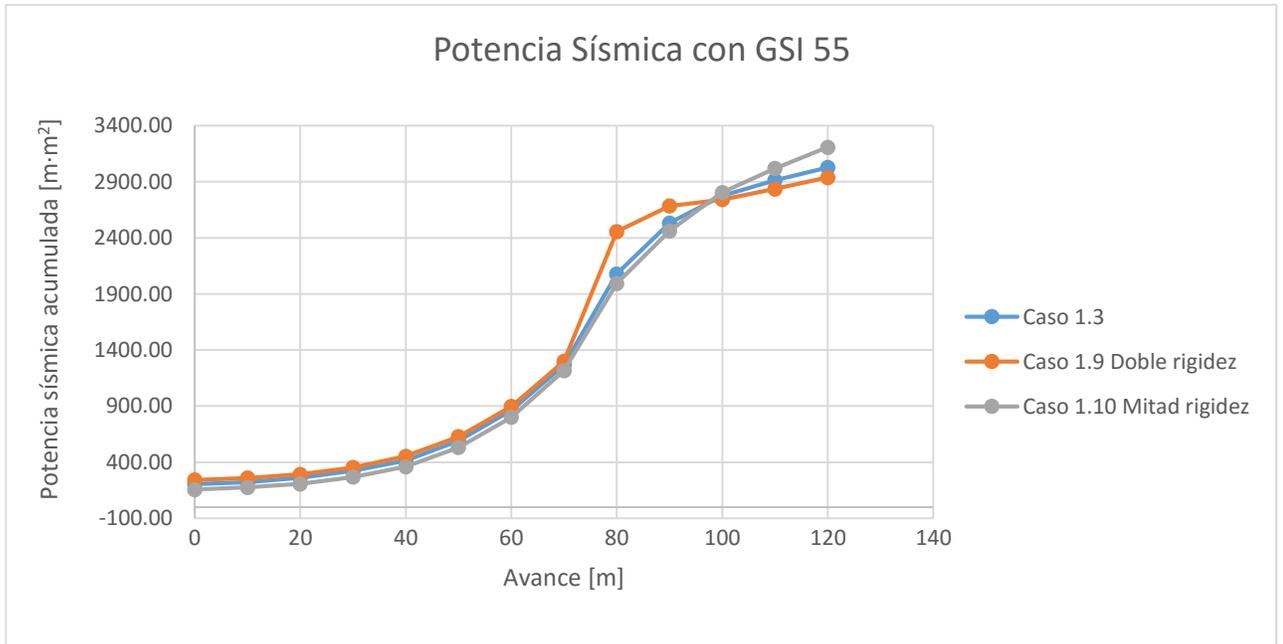


Figura 5-21: Potencia sísmica variando rigidez Casos 1.9-1.10 con GSI 55

Hay que mencionar que los gráficos anteriores no poseen el mismo orden de magnitud en el eje de potencia sísmica, para poder visualizar de mejor manera el comportamiento de las curvas de potencia sísmica acumulada.

Los resultados obtenidos en términos de área deslizante acumulada [m²] fueron los siguientes:

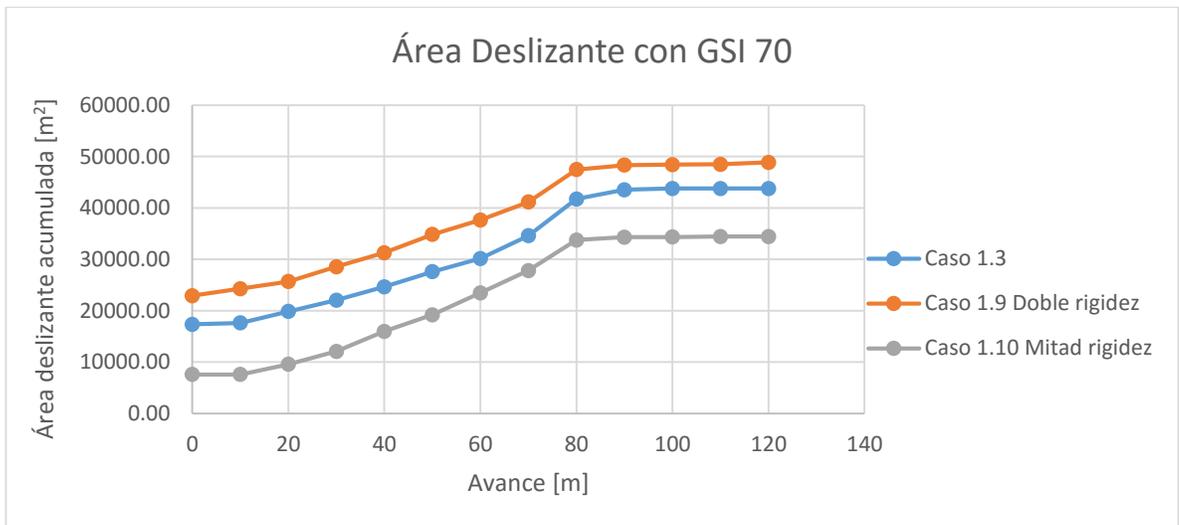


Figura 5-22: Área deslizante acumulada variando rigidez Casos 1.9-1.10 con GSI 70

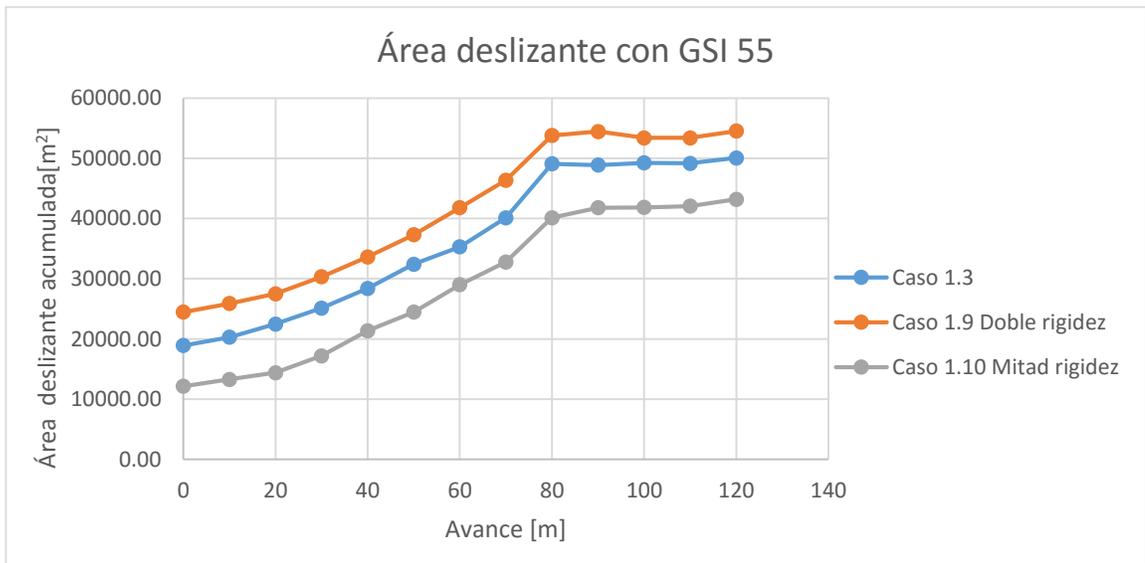


Figura 5-23: Área deslizante acumulada variando rigidez Casos 1.9-1.10 con GSI 55

En las siguientes tablas se pueden ver unos cuadros comparativos con el porcentaje de aumento o disminución de los distintos ítems analizados.

Tabla 5-7: Cuadro comparativo de variación de rigidez con GSI 70

	Comparación [%]			
	Área desplazada		Potencia sísmica	
	Caso 1.9	Caso 1.10	Caso 1.9	Caso 1.10
0	32%	-56%	15%	-48%
10	38%	-57%	13%	-46%
20	29%	-52%	10%	-45%
30	29%	-45%	13%	-40%
40	27%	-35%	9%	-32%
50	26%	-30%	7%	-28%
60	25%	-22%	5%	-21%
70	19%	-20%	7%	-13%
80	14%	-19%	2%	-6%
90	11%	-21%	2%	-5%
100	11%	-22%	1%	-5%
110	11%	-21%	1%	-4%
120	12%	-21%	1%	-4%

Tabla 5-8: Cuadro comparativo de variación de rigidez con GSI 55

	Comparación [%]			
	Área desplazada		Potencia sísmica	
	Caso 1.9	Caso 1.10	Caso 1.9	Caso 1.10
0	29%	-36%	19%	-24%
10	28%	-35%	16%	-21%
20	22%	-36%	12%	-21%
30	21%	-32%	9%	-17%
40	18%	-25%	9%	-13%
50	15%	-25%	7%	-10%
60	18%	-18%	4%	-7%
70	16%	-18%	3%	-4%
80	10%	-18%	18%	-4%
90	11%	-14%	6%	-3%
100	8%	-15%	-1%	1%
110	9%	-14%	-3%	4%
120	9%	-14%	-3%	6%

Al aumentar al doble la rigidez de la falla, se vio que el área deslizando acumulada aumenta con respecto al Caso 1.3, en cambio al disminuir la rigidez a la mitad, el área deslizando acumulada disminuye. Esto ocurrió cuando el GSI era 70 y cuando era 55. La explicación

al fenómeno observado se debe a que como la rigidez es una resistencia a las deformaciones elásticas; la rigidez de la estructura tiene siempre directa relación con las deformaciones que acepta la discontinuidad en su plano.

Con respecto a la potencia sísmica acumulada, cuando el GSI es 70 se vio el mismo comportamiento anterior, en que la potencia sísmica es mayor cuando la rigidez es mayor. Pero cuando el GSI era 55 se produce una intersección en las curvas como se aprecia en la Figura 5-22, en el que luego de que se avanzó 100 metros el frente de socavación, la potencia sísmica acumulada: es mayor cuando la rigidez es menor y es menor cuando la rigidez es mayor. Sin embargo, se consideró que la potencia sísmica no es sensible al parámetro de rigidez, dado que no se notó gran variación, excepto cuando se reduce mucho.

5.2 Modelo con Hundimiento

5.2.1 Caso inicial

Utilizando los parámetros establecidos en el Capítulo 4, se construyó el que llamaremos Caso 2.1. Se consideró que la falla se activa en el momento en que se produce una deformación plástica y ésta desliza. Para aquello se consideraron periodos en el hundimiento crecía, en donde la socavación inicial comenzó en el periodo “a1m1” (año 1, mes 1) y la secuencia de avance le siguió en el periodo “a1m3” (año 1, mes 3). En la siguiente figura se muestra la ubicación de los puntos de extracción, junto al periodo de avance establecido.

Recordando lo señalado en el Capítulo 4, las tasas de extracción asignadas al inicio de cada punto de extracción fueron las siguientes:

- Periodo 1: 1000 [ton/mes] = 0.11 [ton/m² día]
- Periodo 2 al 4: 3000 [ton/mes] = 0.33 [ton/m² día]
- Periodo 5 en adelante: 6000 [ton/mes] = 0.67 [ton/m² día]

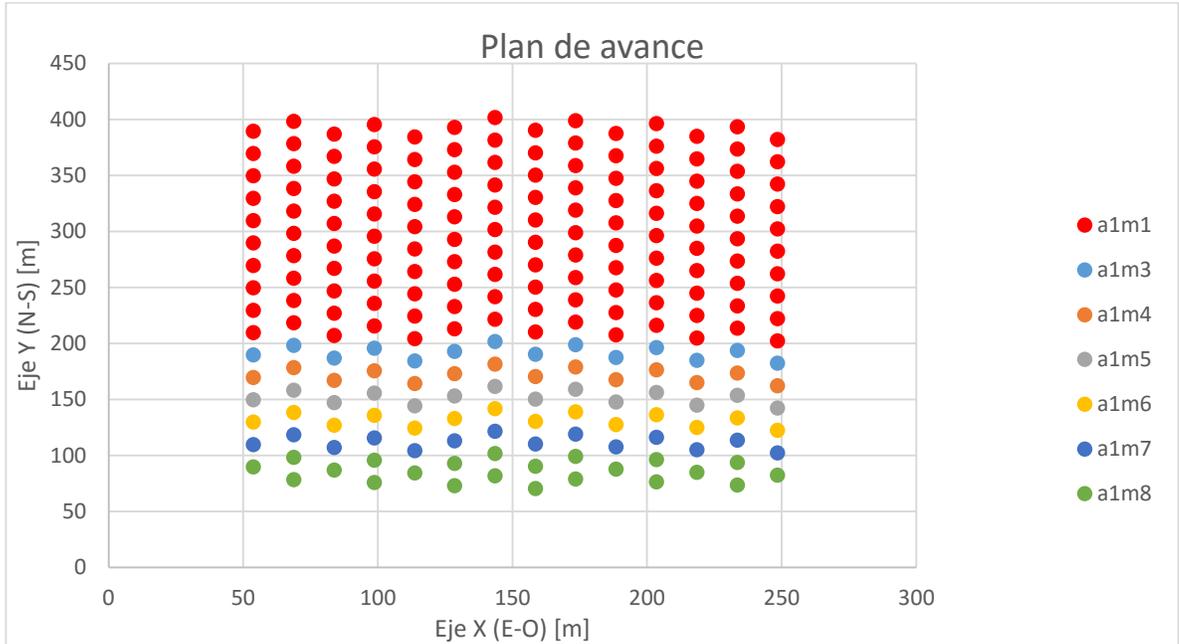


Figura 5-24: Plan de avance en el caso con hundimiento.

En las siguientes secuencias de avances se puede apreciar cómo fue creciendo el hundimiento, donde la cavidad se asocia al volumen con desplazamiento vertical mayor a 1 metro:

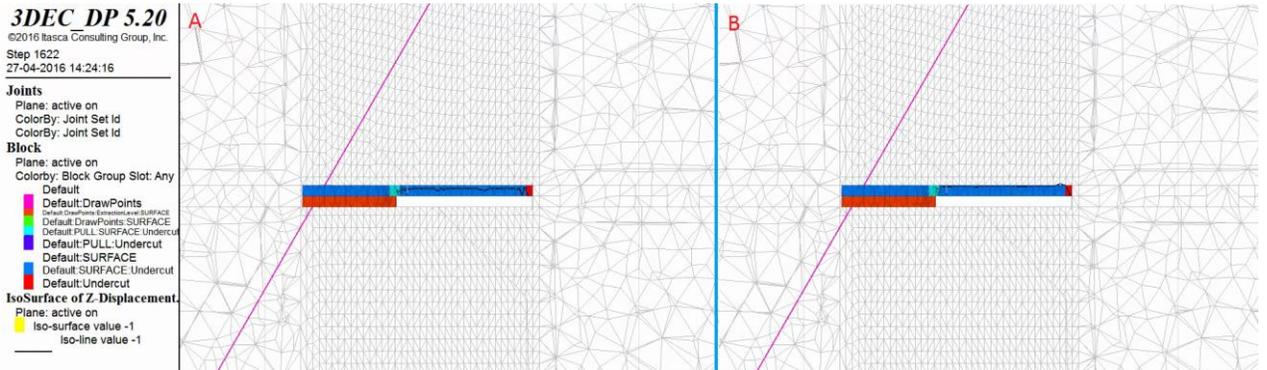


Figura 5-25: Periodos a1m1(A) y a1m2 (B) del Caso 2.1

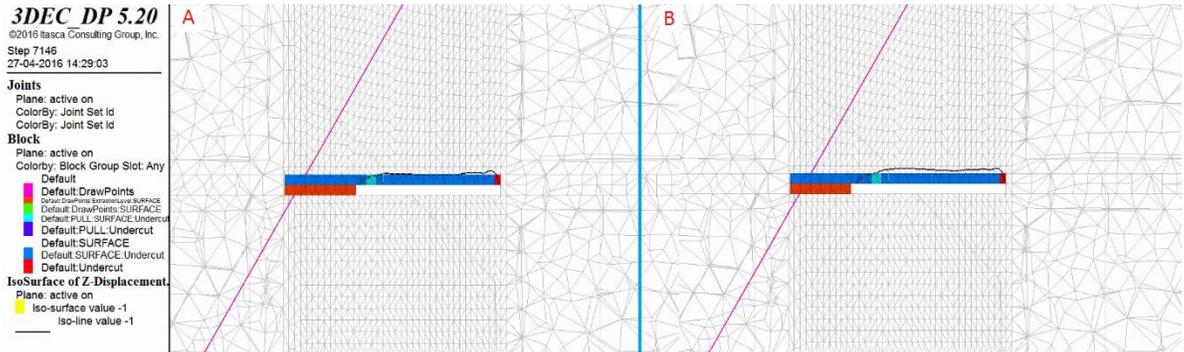


Figura 5-26: Periodos alm3(A) y alm4 (B) del Caso 2.1

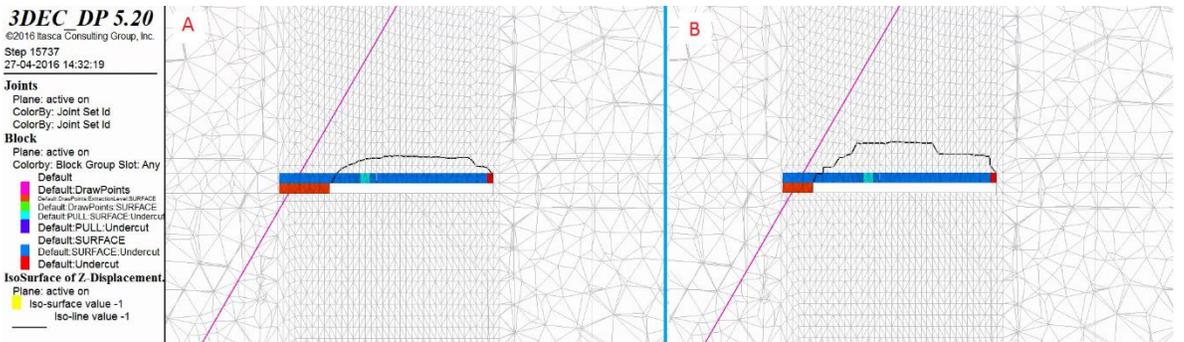


Figura 5-27: Periodos alm5(A) y alm6 (B) del Caso 2.1

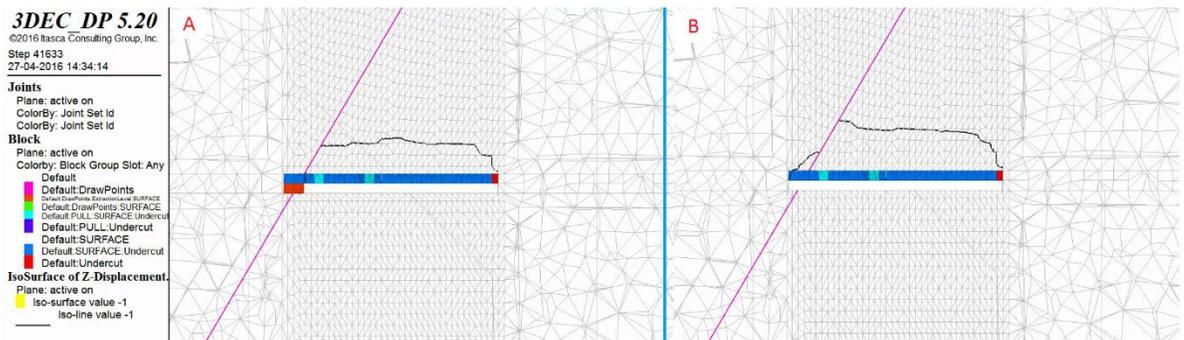


Figura 5-28: Periodos alm7(A) y alm8 (B) del Caso 2.1

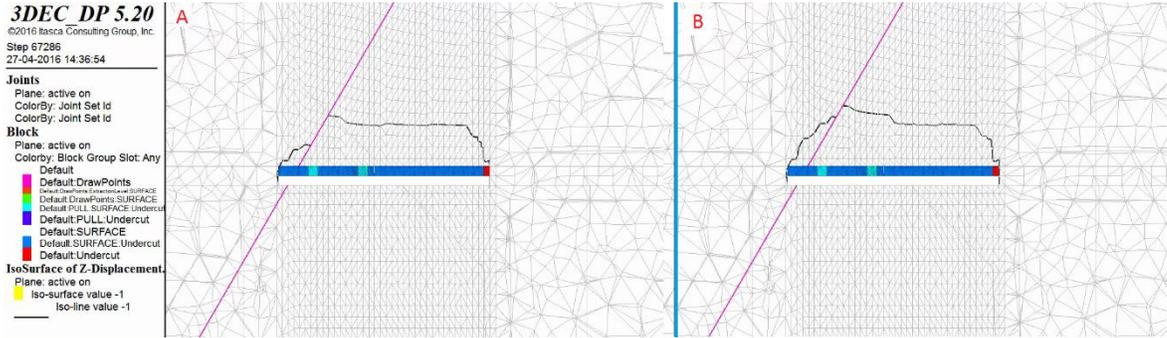


Figura 5-29: Periodos a1m9(A) y a1m10 (B) del Caso 2.1

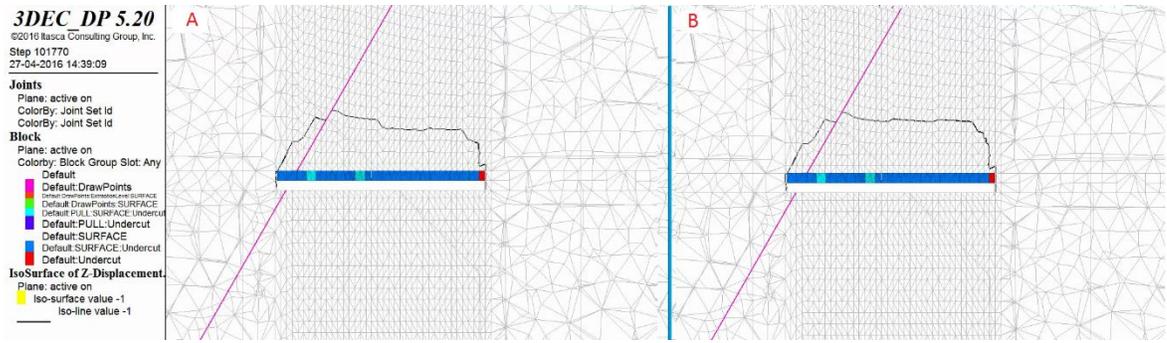


Figura 5-30: Periodos a1m11(A) y a1m12 (B) del Caso 2.1

Los datos de potencia sísmica [mm^2] fueron obtenidos al término de cada periodo (simulación), una vez que se hubiese detenido la propagación del hundimiento.

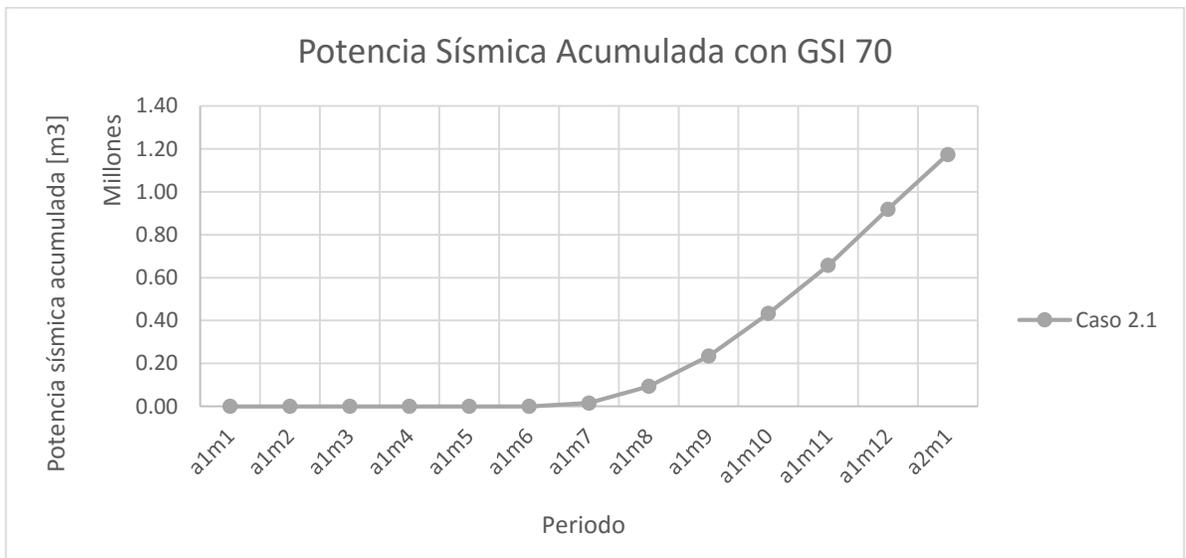


Figura 5-31: Potencia sísmica acumulada Caso 2.1

La potencia sísmica aumentó significativamente en comparación al caso sin hundimiento, dado la redistribución del campo de esfuerzos que generó la cavidad a medida que iba creciendo, aumentando la concentración de esfuerzos en la zona del frente de avance (zona de abutment stress).

Para realizar el cálculo de la magnitud del sismo, se tomó un diferencial de potencia acumulada entre cada periodo para ver el incremento ocurrido. A ese incremento se le aplicó la ecuación de magnitud sísmica (Hank-Kanamori, 1979).

Tabla 5-9: Magnitud de sismos caso 2.1

Avance Socavación [m]	Magnitud
a1m1	1.22
a1m2	2.32
a1m3	2.07
a1m4	1.85
a1m5	2.00
a1m6	2.27
a1m7	3.70
a1m8	4.18
a1m9	4.35
a1m10	4.45
a1m11	4.49
a1m12	4.53
a2m1	4.52

5.2.2 Casos con diferente manto

Se realizó un análisis de sensibilidad para ver cómo se comporta el hundimiento y la falla principal ante distintos cambios en los parámetros geomecánicos de la estructura principal. En primera instancia se modelaron 3 casos adicionales en los cuales se comparó el efecto del manto de la falla principal. Las propiedades de la falla para cada caso se presentan en la siguiente tabla:

Tabla 5-10: Casos con distinto manto

Casos	Manto [°]	Dirección del manto [°]	Fricción [°]	Coh [kPa]	Kn [GPa/m]	Ks [GPa/m]
2.1	60	180	25	100	1	0.5
2.2	30	180	25	100	1	0.5
2.3	45	180	25	100	1	0.5
2.4	75	180	25	100	1	0.5

Además, se destaca que a los casos anteriores se les varió el GSI, comparando casos con GSI 70 y 55.

En las siguientes Figuras se ven los distintos casos en el periodo “a1m11” que es cuando ya se abrió la última secuencia de puntos de extracción y se ha extraído material suficiente como para que propague el hundimiento:

- Casos con GSI 70:

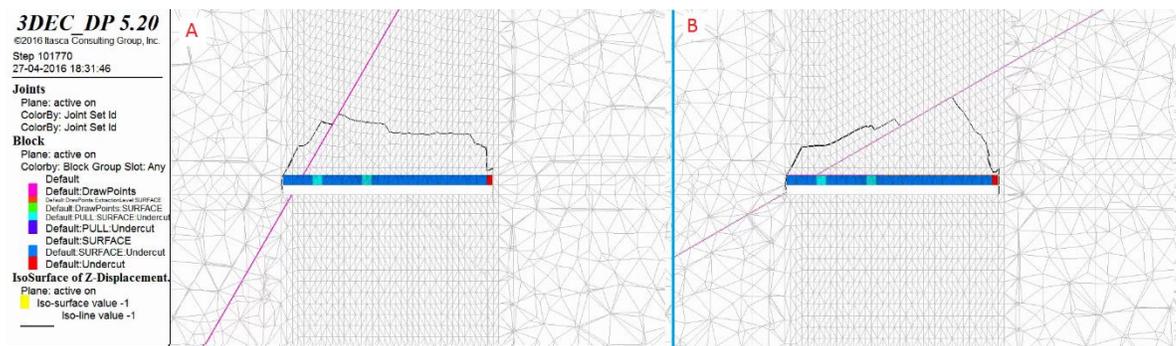


Figura 5-32: Propagación del hundimiento en el periodo a1m11 de los casos 2.1 (A) y 2.2 (B) con GSI 70

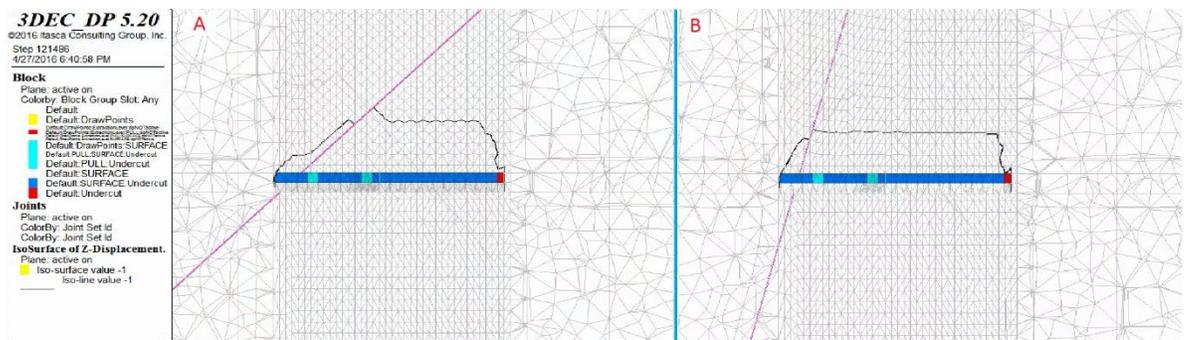


Figura 5-33: Propagación del hundimiento en el periodo a1m11 de los casos 2.3 (A) y 2.4 (B) con GSI 70

- Casos con GSI 55:

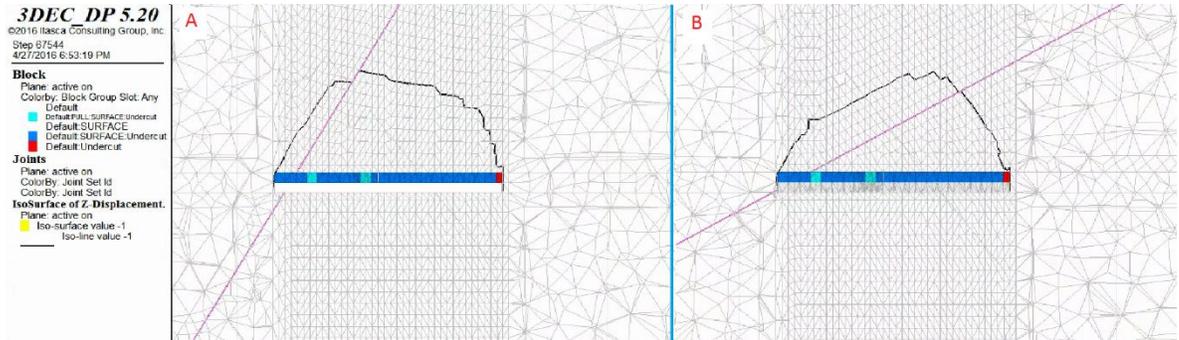


Figura 5-34: Propagación del hundimiento en el periodo al11 de los casos 2.1 (A) y 2.2 (B) con GSI 55

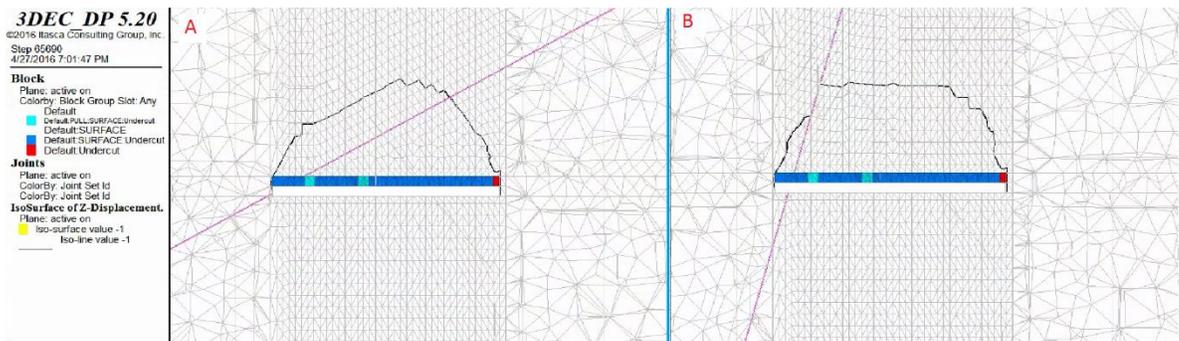


Figura 5-35: Propagación del hundimiento en el periodo al11 de los casos 2.3 (A) y 2.4 (B) con GSI 55

Según lo anterior, la propagación del hundimiento es más alto a un menor GSI y la inclinación comienza a ser un factor menos determinante al momento de propagar. Ya que según se vio en las Figuras 5-34 y 5-35, la forma de la cavidad es similar, en contra partida a las Figuras 5-32 y 5-33 en donde la cavidad posee distinta geometría según la inclinación de la estructura, viéndose más favorable a medida que es menor la inclinación.

La potencia sísmica calculada al final de cada periodo se muestra a continuación:

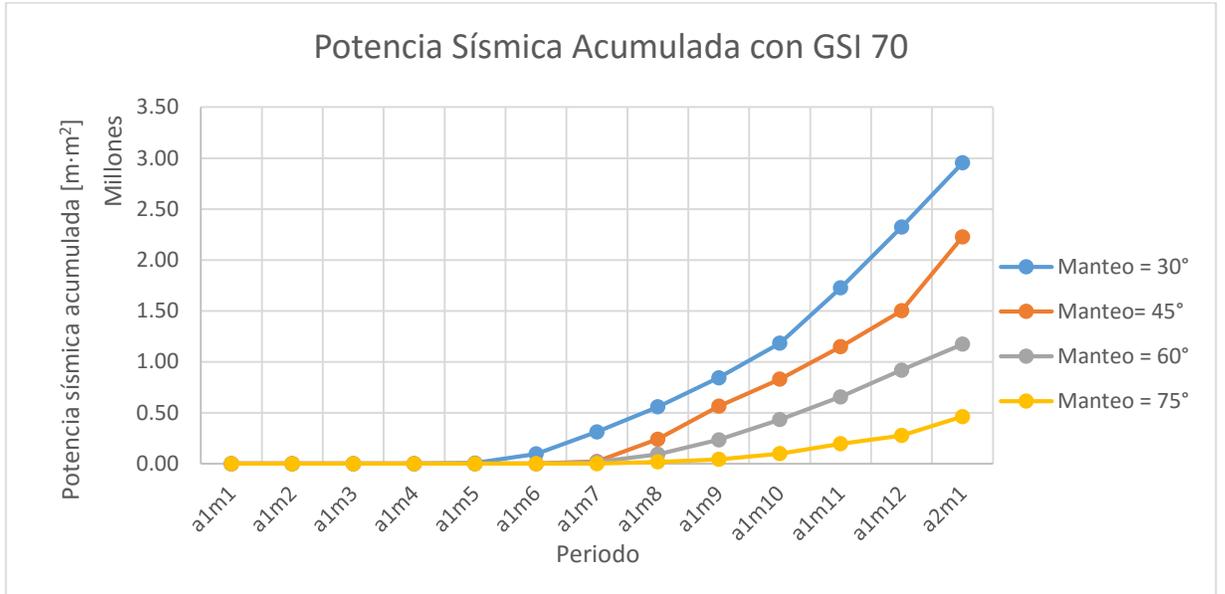


Figura 5-36: Potencia sísmica casos 2.1-2.4 con GSI 70

Con una mayor inclinación de la falla se produjo un ambiente más favorable, al igual que en el Caso Base (sin hundimiento). Dado a que la falla a medida que aumentó su inclinación su esfuerzo normal aumentó dado a que comienza a alinearse con los esfuerzos in-situ.

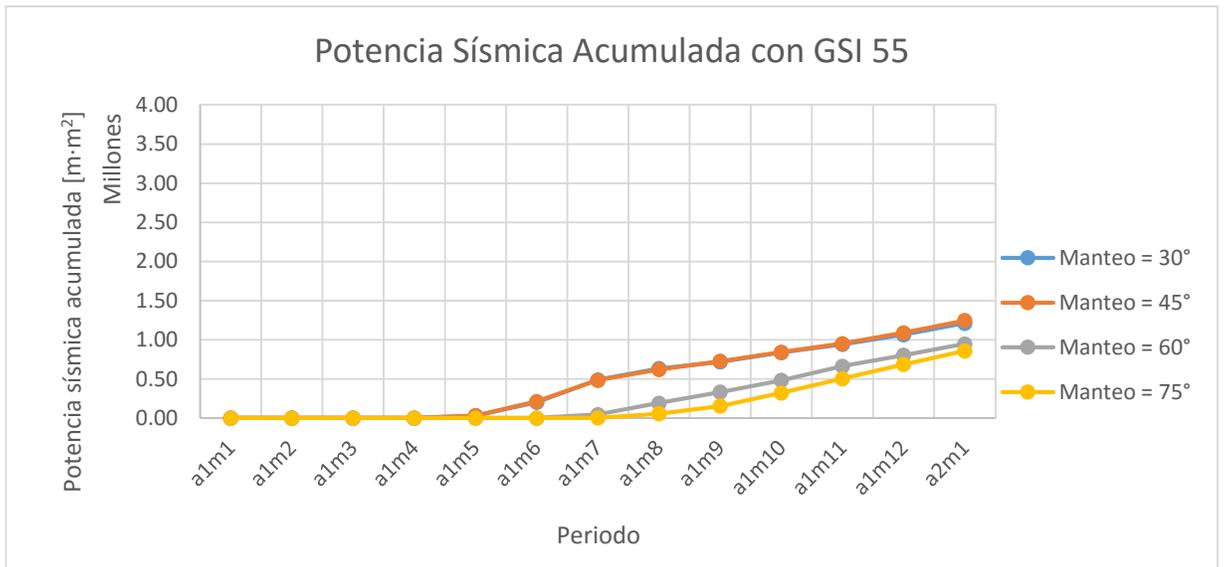


Figura 5-37: Potencia sísmica casos 2.1-2.4 con GSI 55

Cuando el GSI es menor, el modelo es más favorable para generar desarrollos mineros ya que la potencia sísmica es menor, generando un ambiente de menor sismicidad. Esto

último ocurrió dado que el hundimiento se propaga más, generando un medio más deformable, sin que resista tanta acumulación de energía para luego ser emitida. Va acumulando potencia sísmica de forma constante, sin grandes incrementos una vez que cruza la falla. Una forma de analizar esto último es mediante el cálculo de pendientes de los incrementos de potencia sísmica.

En las siguientes Figuras se encuentran las pendientes analizadas entre cada periodo:

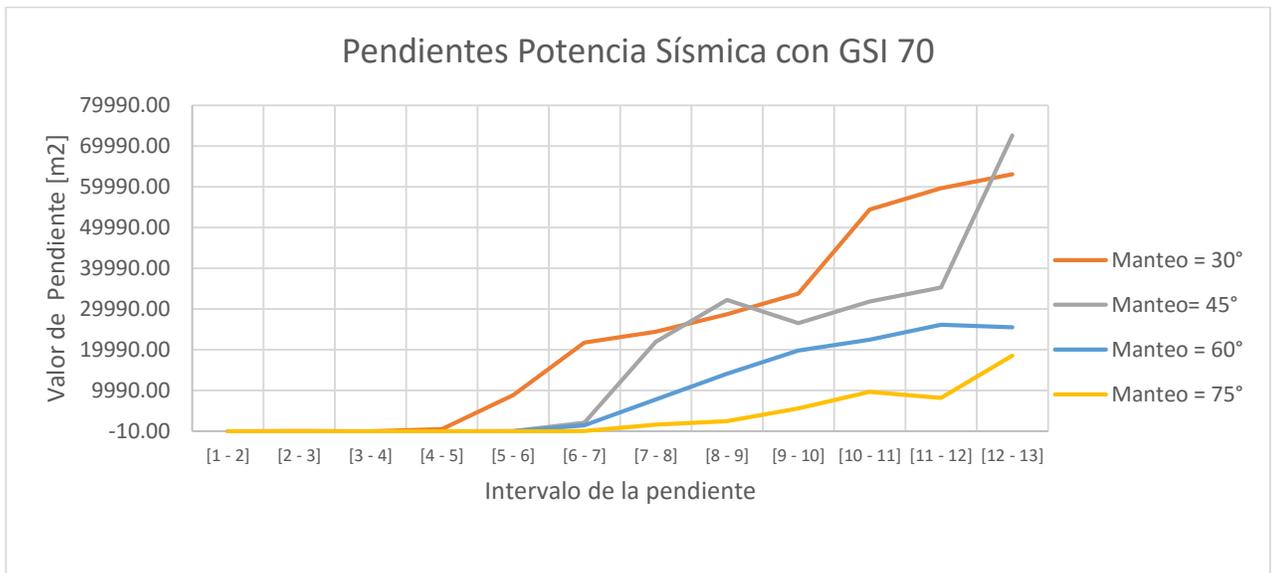


Figura 5-38: Pendientes de potencia sísmica Casos 2.1-2.4 con GSI 70

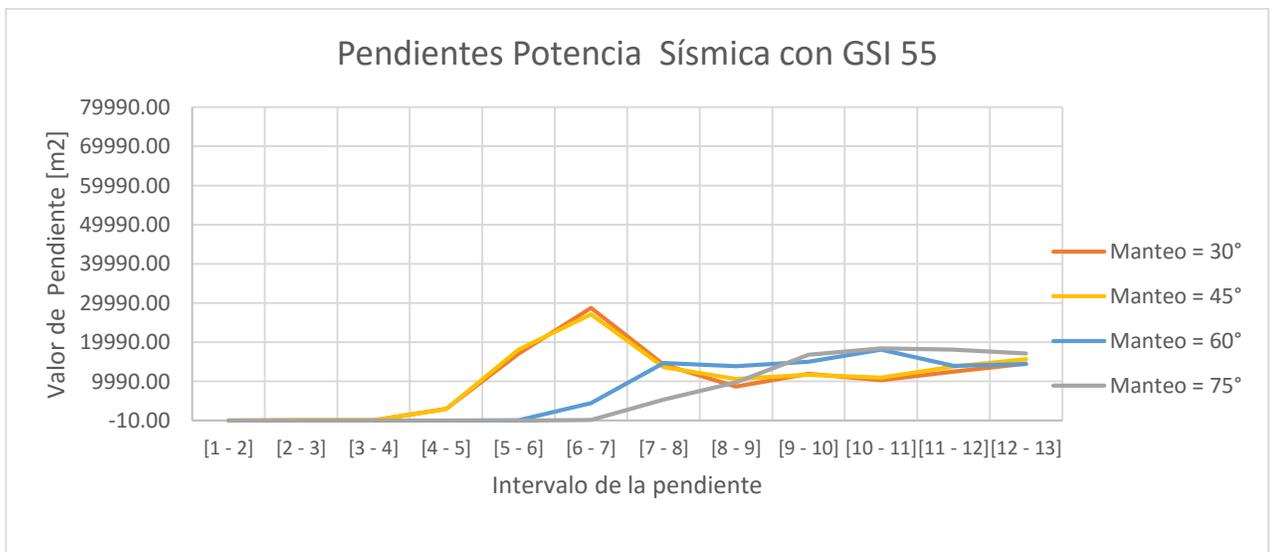


Figura 5-39: Pendientes de potencia sísmica Casos 2.1-2.4 con GSI 55

En la Figura 5-39 se apreció lo señalado anteriormente, en que se produce un aumento en las pendientes de crecimiento de potencia sísmica acumulada, para luego permanecer relativamente constantes una vez que se cruza la falla.

Al comparar las áreas deslizantes de los distintos casos se pudo apreciar lo siguiente:

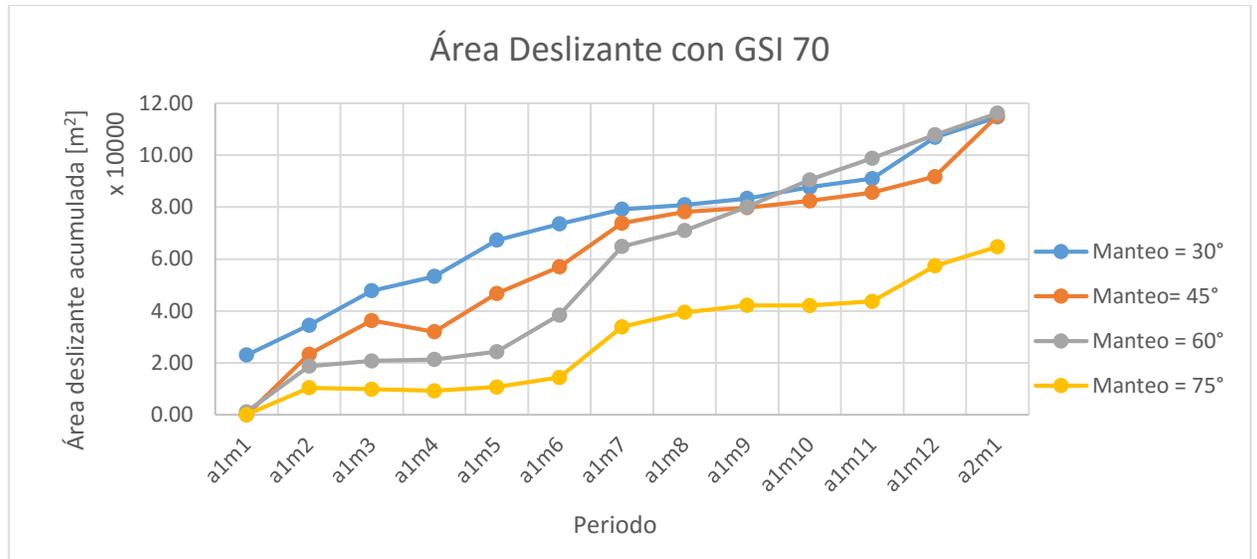


Figura 5-40: Área deslizante casos 2.1-2.4 con GSI 70

Cuando el GSI fue 70, a partir del periodo a1m9, los micro-sismos generados por el Caso 2.1 fueron de menor daño, dado que el área deslizante es mayor, generando un desplazamiento menor (más favorable) como lo señalado en el punto 5.1.3.1.

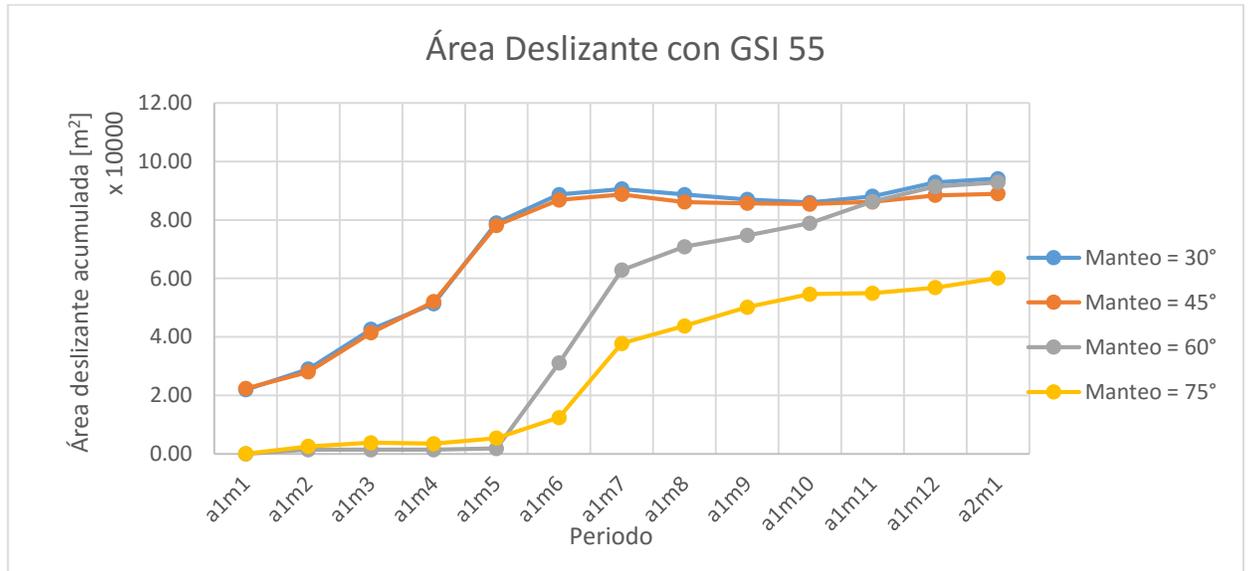


Figura 5-41: Área deslizante casos 2.1-2.4 con GSI 55

Con un GSI de 55, ocurre que el área deslizante acumulada del Caso 2.1 crece abruptamente a partir del periodo a1m5, esto significó unos micro-sismos menos dependientes del desplazamiento, haciéndolo favorable. En la Figura 5-38 se vio que la potencia sísmica acumulada de los casos 2.2 y 2.3 era similar, en la Figura 5-41 se apreció un área superior levemente superior, por lo que los micro-sismos del Caso 2.2 son de mayor daño.

5.2.3 Casos con distintos parámetros de calidad geomecánica

Se comparó el efecto que tiene en la potencia sísmica los parámetros de resistencia (fricción, cohesión) y rigidez de la falla principal, se mantuvo un manteo de 30° y una dirección de 180° para situarse en el peor caso visto anteriormente.

5.2.3.1 Análisis de parámetros de resistencia

Al igual que los casos anteriores, se le aplicó una variación del GSI además de la variación de cohesión y fricción. Los casos son los siguientes:

Tabla 5-11: Casos con distintos parámetros de resistencia

Casos	Manteo [°]	Dirección del manteo [°]	Fricción [°]	Coh [kPa]	Kn [GPa/m]	Ks [GPa/m]
2.5	30	180	15	100	1	0.5
2.6	30	180	20	100	1	0.5
2.7	30	180	25	0	1	0.5

Los resultados obtenidos en términos de potencia sísmica acumulada [$\text{m}\cdot\text{m}^2$] son los siguientes:

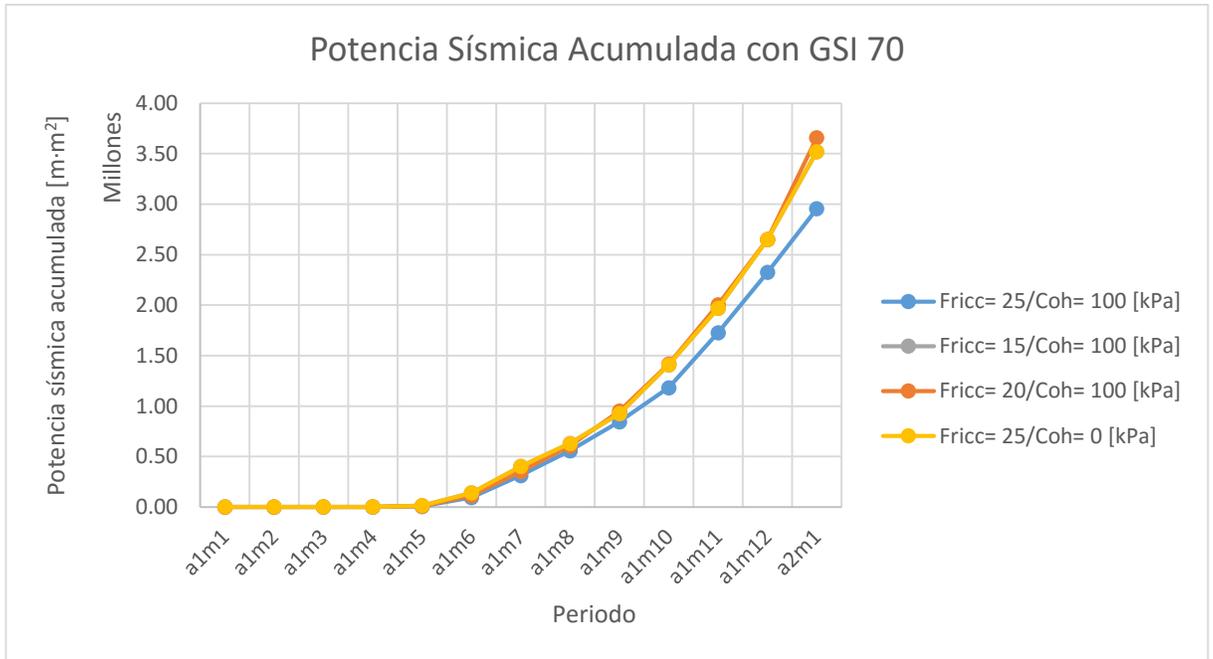


Figura 5-42: Potencia sísmica acumulada casos 2.5-2.8 con GSI 70

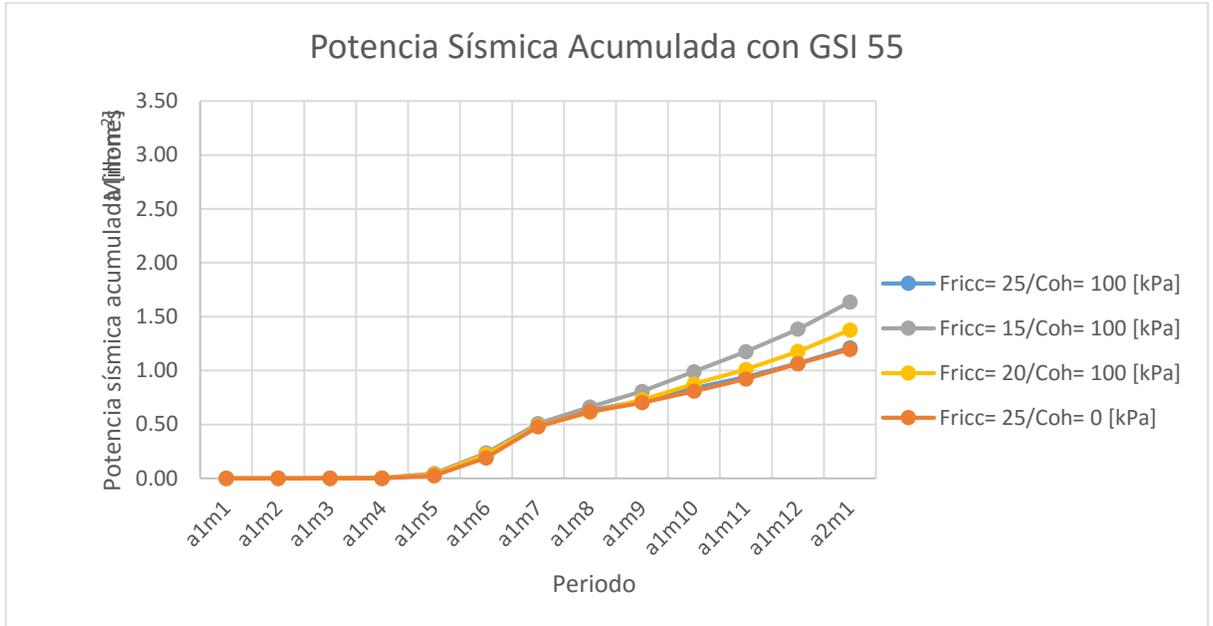


Figura 5-43: Potencia sísmica acumulada casos 2.5-2.8 con GSI 55

Al igual que en el Caso Base (sin hundimiento), se logró ver un aumento en la potencia sísmica a medida que se disminuyó la fricción; además no sufrió una mayor variación al cambiar el parámetro de cohesión.

No se vieron comportamientos extraños al analizar la agresividad con que aumenta la potencia sísmica (pendiente) y el área deslizando.

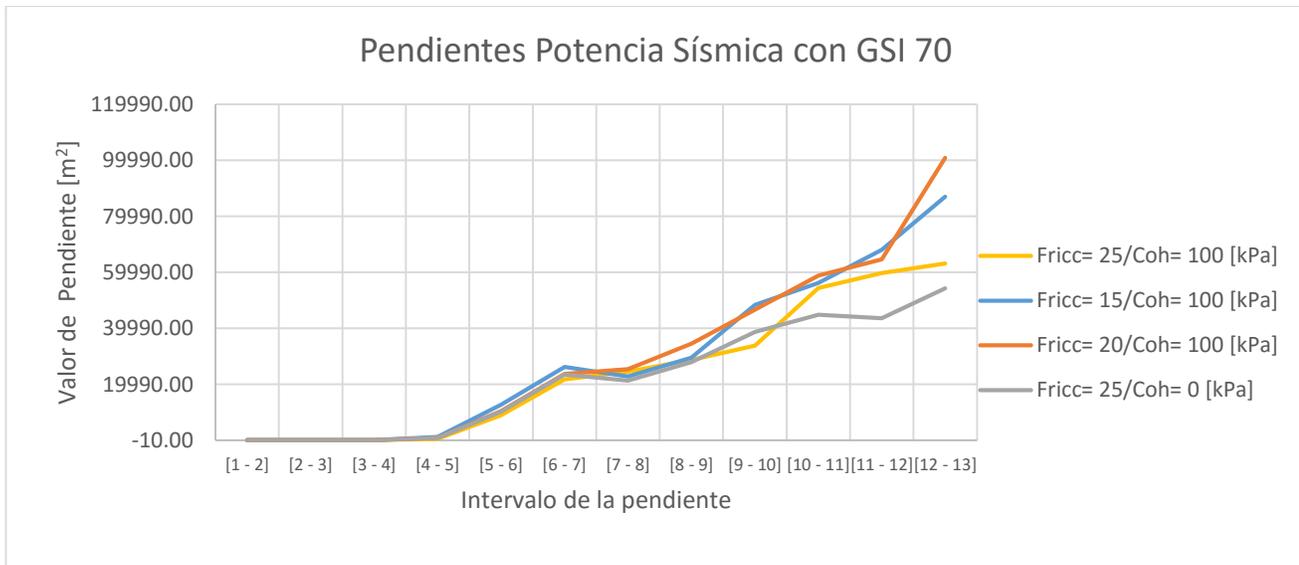


Figura 5-44: Pendientes de potencia sísmica Casos 2.5-2.7 con GSI 70

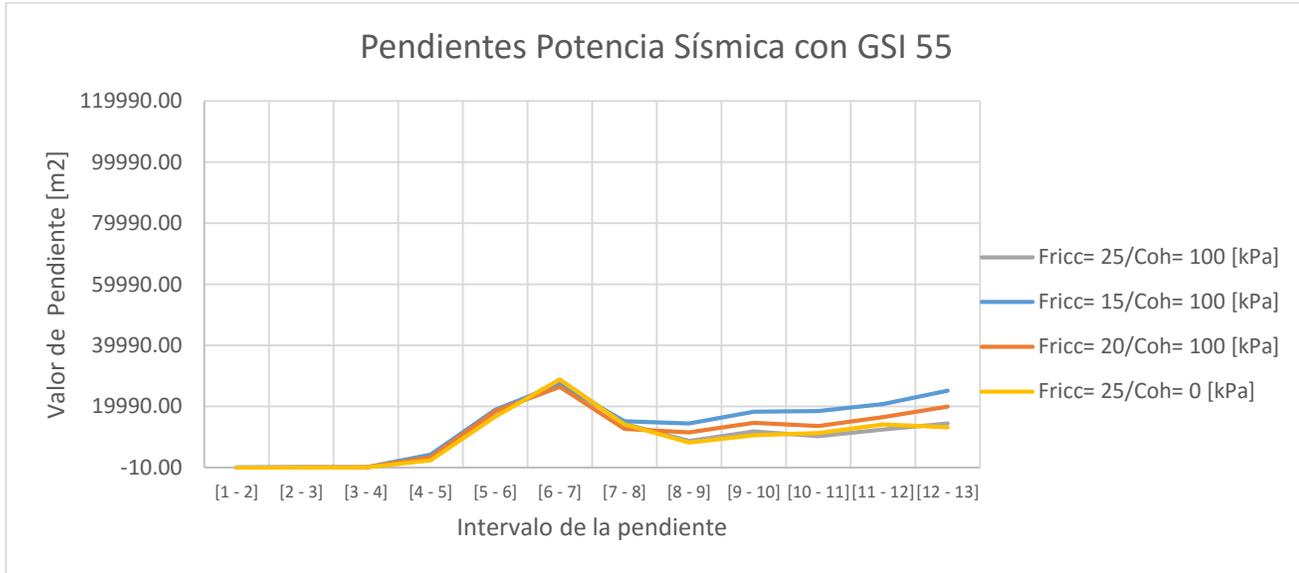


Figura 5-45: Pendientes de potencia sísmica Casos 2.5-2.7 con GSI 55

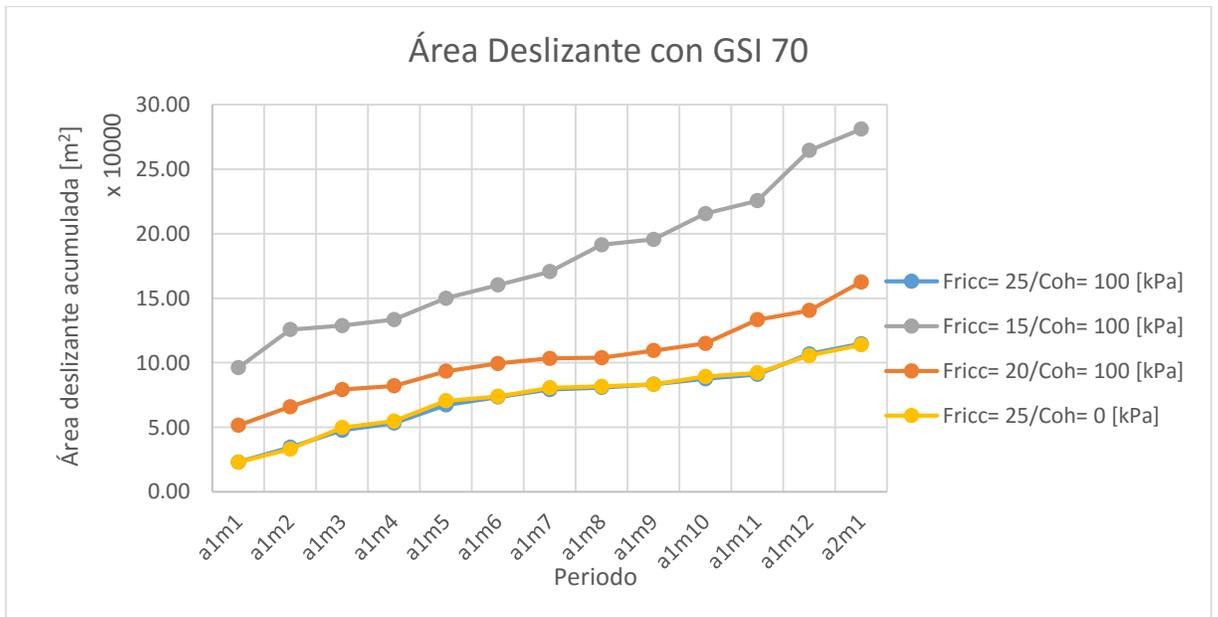


Figura 5-46: Área deslizante casos 2.5-2.7 con GSI 70

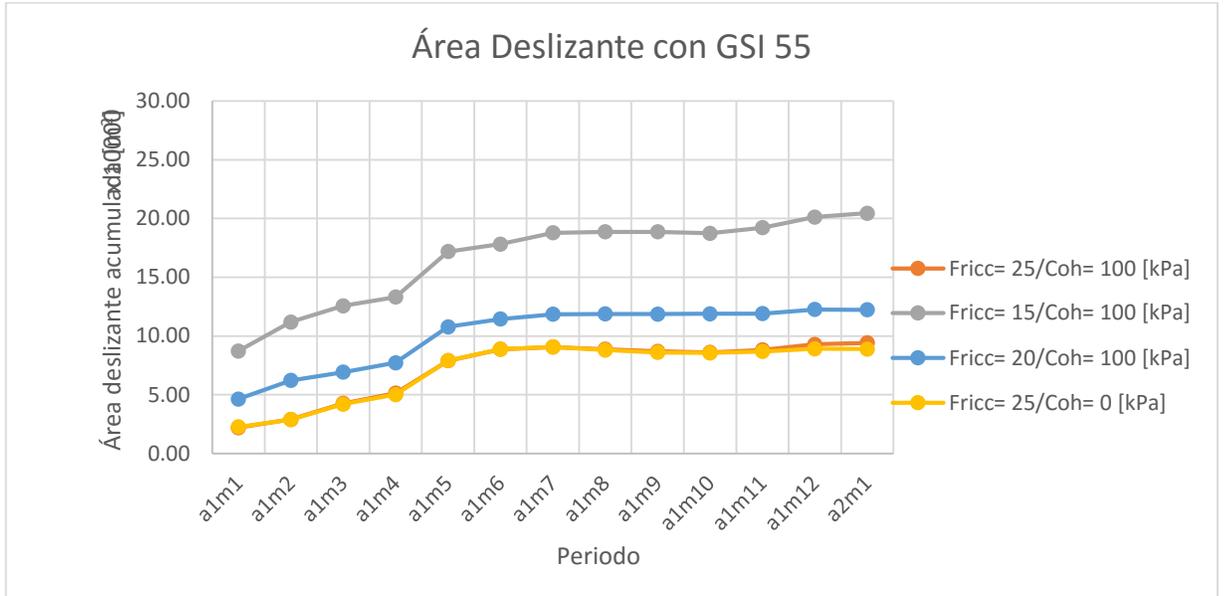


Figura 5-47: Área deslizante casos 2.5-2.7 con GSI 55

5.2.3.2 Análisis de parámetros de rigidez

Además de la variación de GSI que se les ha hecho a los demás casos, en este segmento se les realizó una variación a los parámetros de rigidez normal y de corte, aumento al doble y disminuyendo a la mitad.

Tabla 5-12: Casos con distintos parámetros de rigidez

Casos	Dip [°]	DipDirection [°]	Fricción [°]	Coh [kPa]	Kn [Gpa/m]	Ks [Gpa/m]
2.8	30	180	25	100	2	1
2.9	30	180	25	100	0.5	0.25

Los resultados obtenidos en términos de potencia sísmica acumulada [mm^2] son los siguientes:

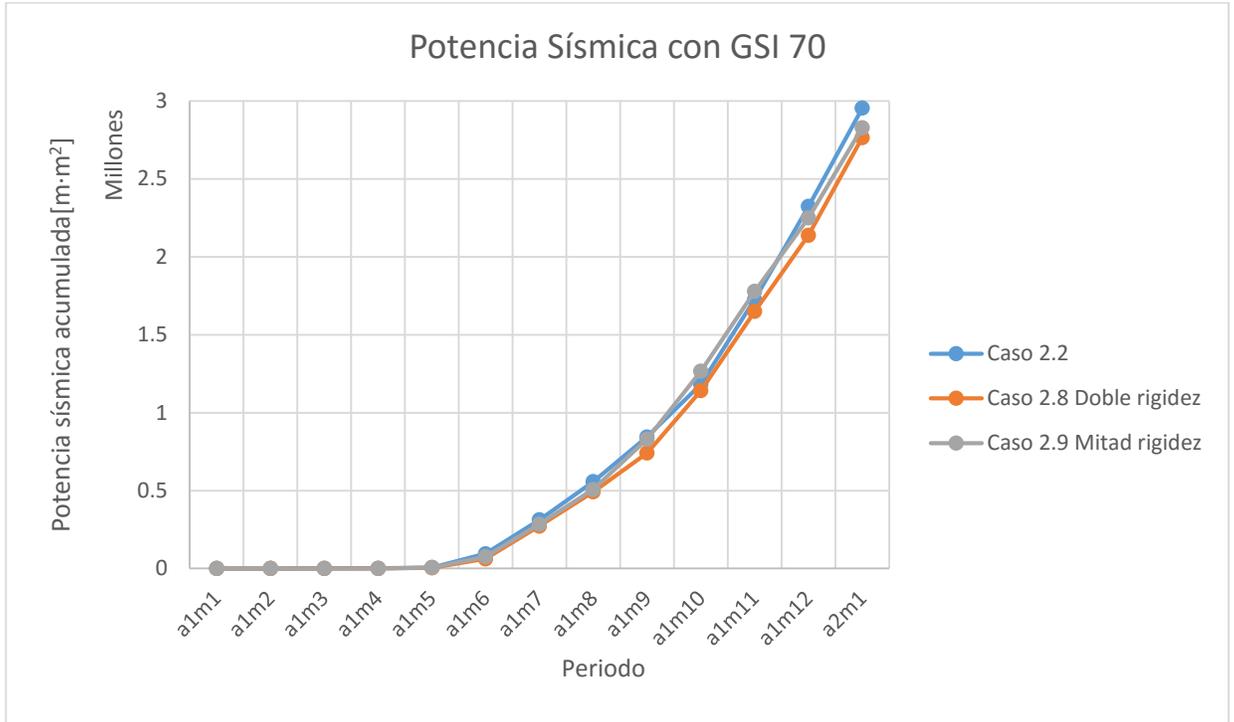


Figura 5-48: Potencia sísmica variando rigidez Casos 2.8-2.9 con GSI 70

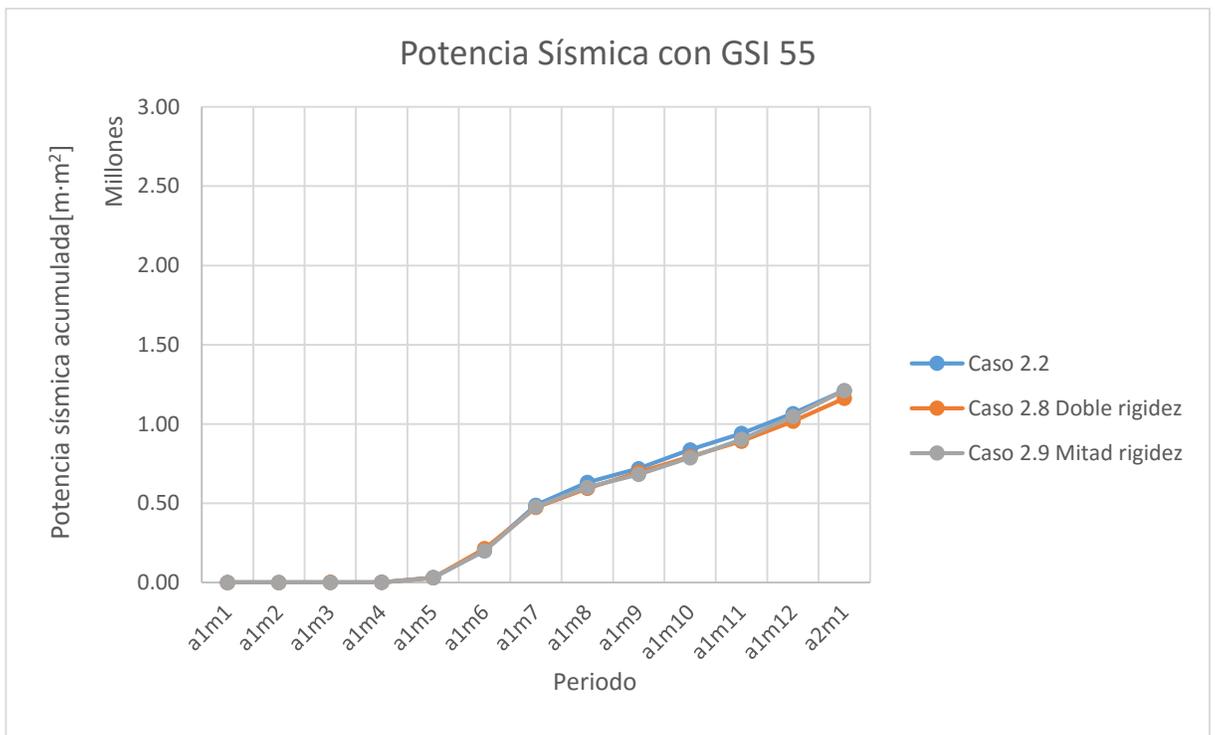


Figura 5-49: Potencia sísmica variando rigidez Casos 2.8-2.9 con GSI 55

Se vio que no presentó mayores diferencias en la potencia sísmica acumulada calculada dado el orden de magnitud en que se encuentran los resultados. Sin embargo, es necesario realizar un análisis al área deslizante para ver el real daño que ocasionaron los microsismos.

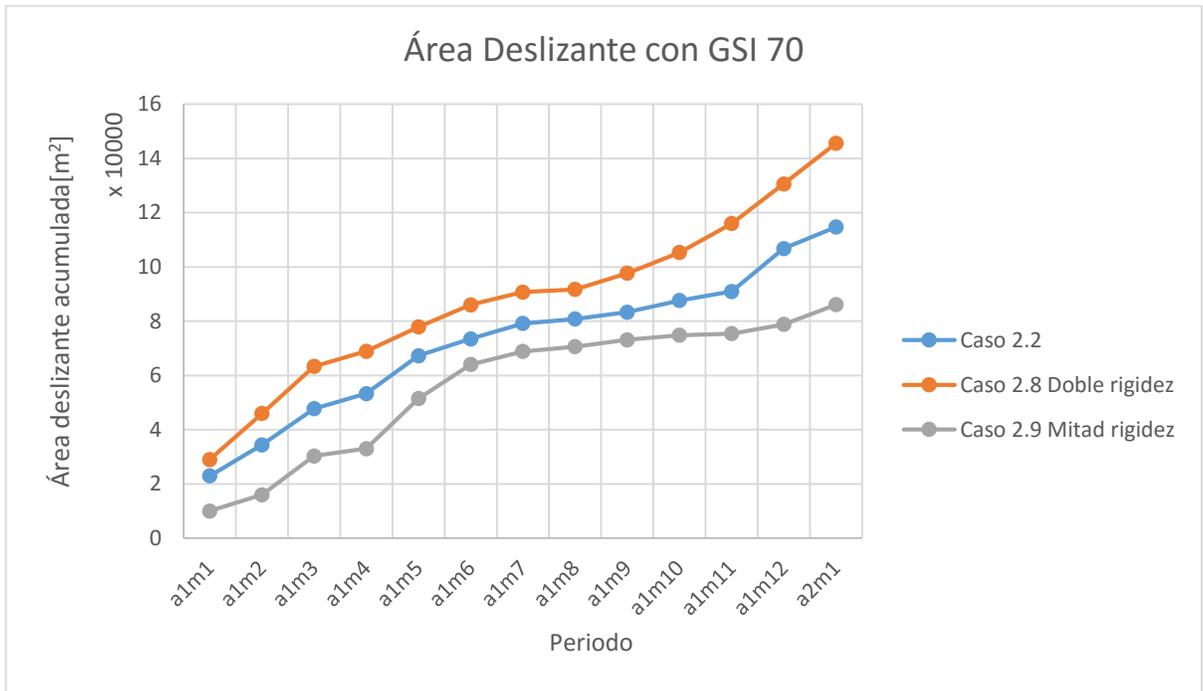


Figura 5-50: Área deslizante variando rigidez Casos 2.8-2.9 con GSI 70

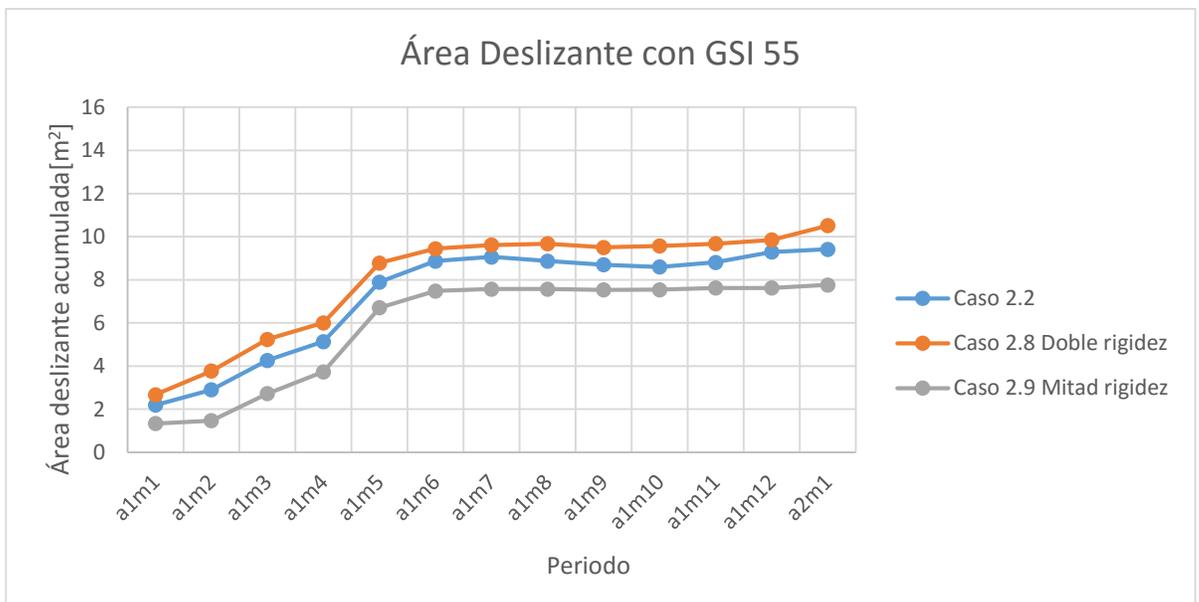


Figura 5-51: Área deslizante variando rigidez Casos 2.8-2.9 con GSI 55

Cuando la rigidez fue mayor (Caso 2.8), el área deslizante acumulada fue mayor ocasionando sismos de menor daño ya que existió un menor desplazamiento del área involucrada. Al contrario del Caso 2.9 que involucró un área deslizante menor por lo tanto un mayor desplazamiento de la zona.

Como ocurrió en Casos anteriores cuando el GSI fue 55, el área se estabilizó formando una meseta una vez que la socavación se encontró próxima a la falla.

En las siguientes tablas se encuentran unos cuadros comparativos con las diferencias porcentuales entre cada caso

Tabla 5-13: Cuadro comparativo de variación de rigidez GSI 70

	Comparación [%]			
	Área desplazada		Potencia sísmica	
	Caso 2.9	Caso 2.10	Caso 2.9	Caso 2.10
0	26%	-56%	-17%	-42%
10	33%	-54%	0%	-41%
20	33%	-37%	13%	-34%
30	29%	-38%	8%	-31%
40	16%	-23%	-36%	-4%
50	17%	-13%	-34%	-20%
60	15%	-13%	-13%	-9%
70	14%	-13%	-12%	-9%
80	17%	-12%	-12%	-2%
90	20%	-15%	-3%	7%
100	28%	-17%	-4%	3%
110	22%	-26%	-8%	-3%
120	27%	-25%	-6%	-4%

Tabla 5-14: Cuadro comparativo de variación de rigidez GSI 55

	Comparación [%]			
	Área desplazada		Potencia sísmica	
	Caso 2.9	Caso 2.10	Caso 2.9	Caso 2.10
0	22%	-39%	-5%	-17%
10	30%	-49%	-2%	-26%
20	23%	-36%	9%	-24%
30	17%	-27%	-9%	-20%
40	11%	-15%	-6%	-6%
50	6%	-16%	6%	-1%
60	6%	-16%	-3%	-2%
70	9%	-15%	-6%	-5%
80	9%	-13%	-3%	-5%
90	11%	-12%	-5%	-6%
100	10%	-14%	-5%	-4%
110	6%	-18%	-5%	-2%
120	12%	-18%	-4%	0%

5.2.4 Caso con distinto plan de producción

Finalmente se realizó un último análisis cambiando el plan de producción asignado en un principio, retrasando el inicio del avance del frente de socavación hacia la falla principal. Manteniendo las propiedades de la falla del Caso 2.2. En esta oportunidad se decidió comenzar con el avance en el periodo “a1m6”; el motivo de esto fue ver el efecto que provocó una cavidad más avanzada al comportamiento micro-sísmico de la falla principal. Utilizando nuevamente como guía la Figura 5-24, a continuación, se muestra el plan de avance con el desfase de periodos al momento de iniciar con el avance:

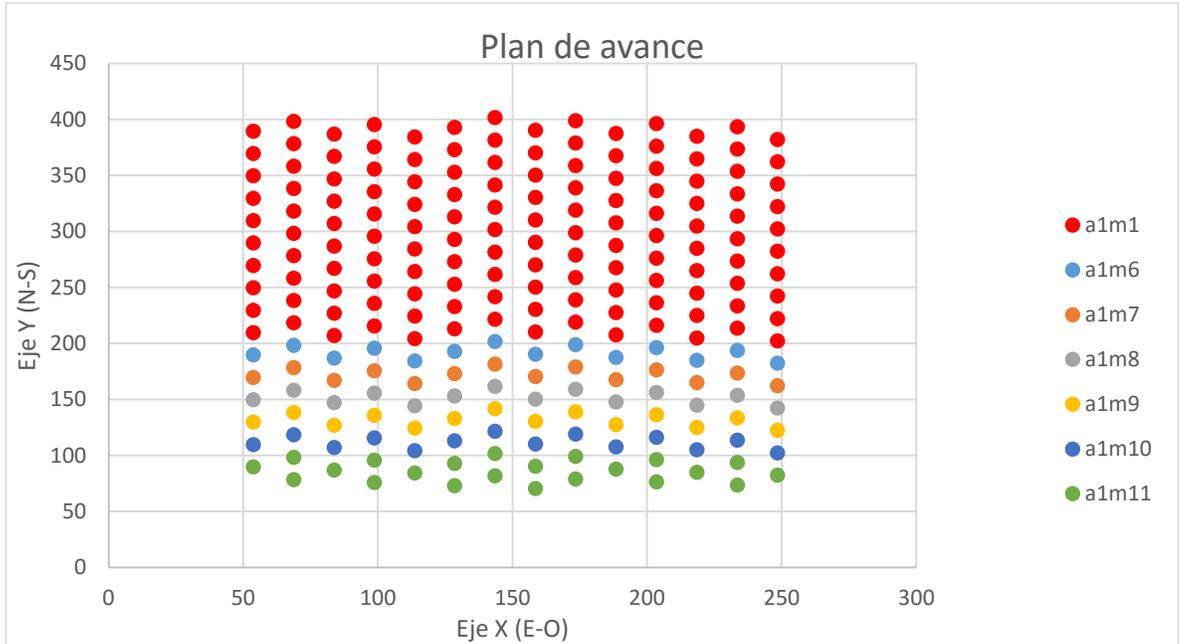


Figura 5-52: Plan de avance con plan de producción retardado

En las siguientes figuras se pudo apreciar el comportamiento de la cavidad en distintos periodos:

- GSI 70

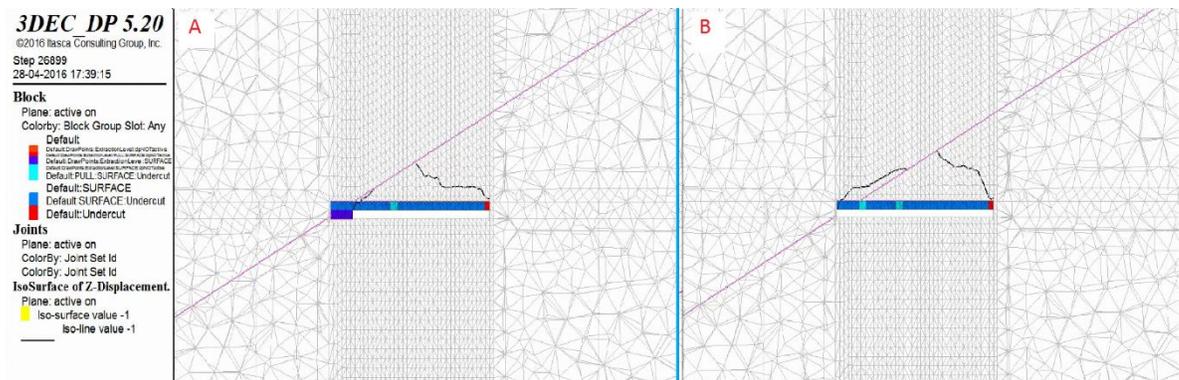


Figura 5-53: Caso 2.3 con GSI 70; (A) Periodo a1m6 & (B) Periodo a1m8

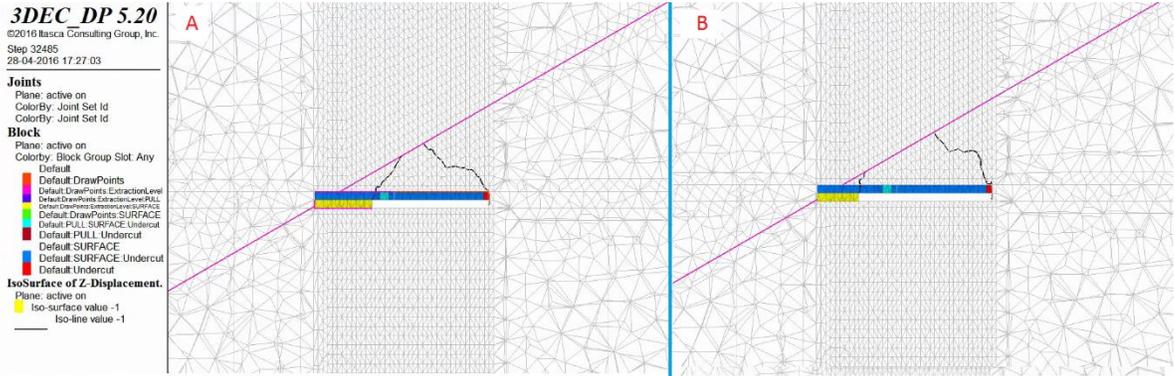


Figura 5-54: Caso 2.3 con plan de producción retardado con GSI 70; (A) Periodo a1m6 & (B) Periodo a1m8

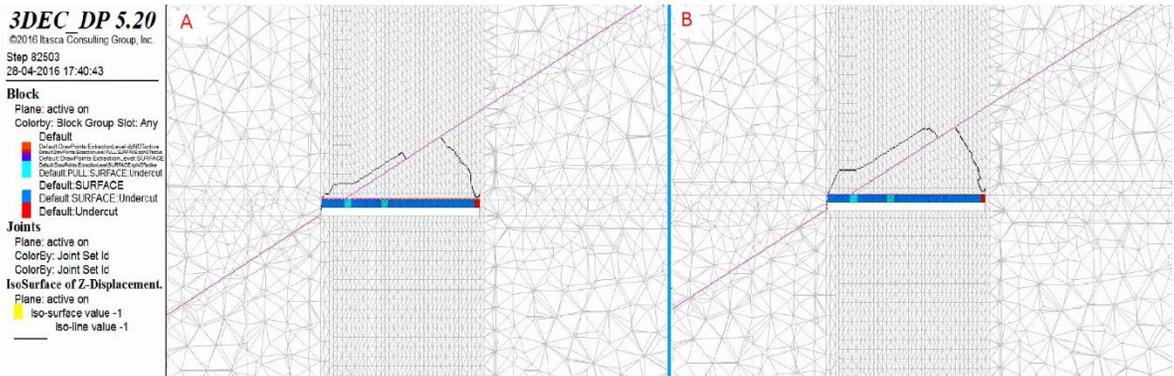


Figura 5-55: Caso 2.3 con GSI 70; (A) Periodo a1m10 & (B) Periodo a2m1

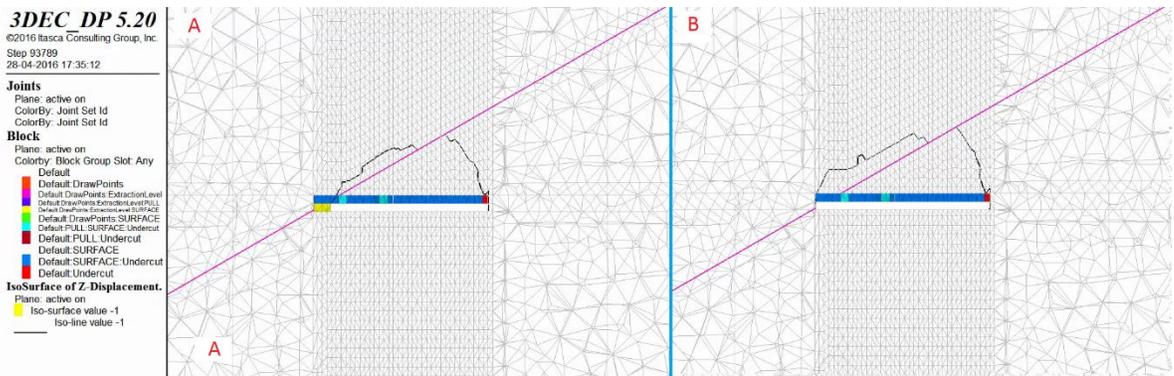


Figura 5-56: Caso 2.3 con plan de producción retardado con GSI 70; (A) Periodo a1m10 & (B) Periodo a2m1

- GSI 55

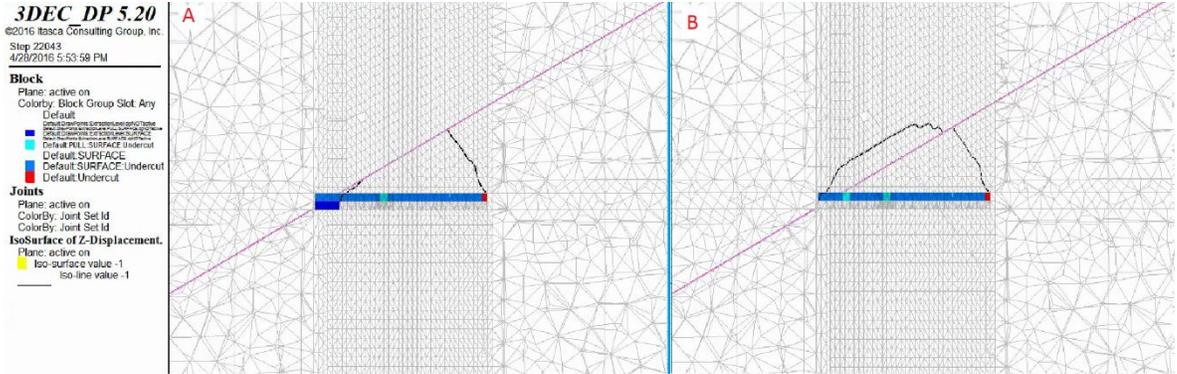


Figura 5-57: Caso 2.3 con GSI 55; (A) Periodo a1m6 & (B) Periodo a1m8

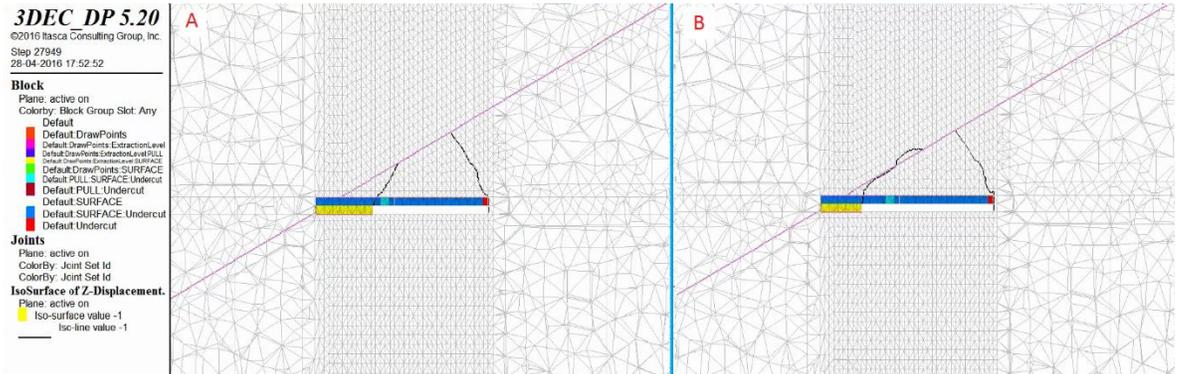


Figura 5-58: Caso 2.3 con plan de producción retardado con GSI 55; (A) Periodo a1m6 & (B) Periodo a1m8

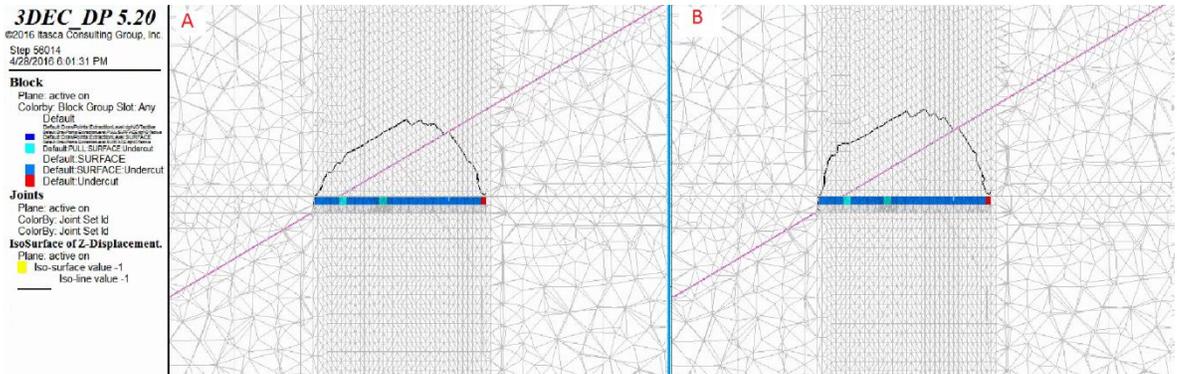


Figura 5-59: Caso 2.3 con GSI 55; (A) Periodo a1m10 & (B) Periodo a2m1

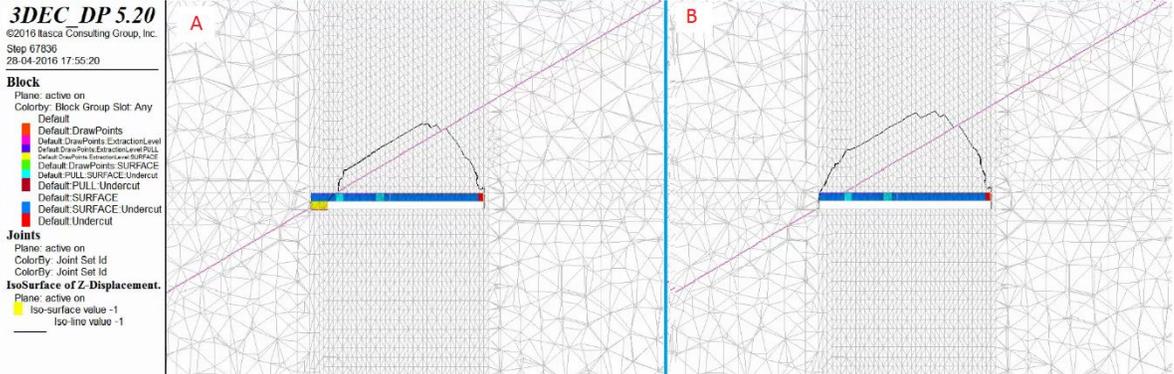


Figura 5-60: Caso 2.3 con plan de producción retardado con GSI 55; (A) Periodo a1m10 & (B) Periodo a2m1

Al retrasar el inicio del avance de socavación y posterior hundimiento, se intersecta la falla con la cavidad, pero no se ve una gran diferencia en la geometría de la cavidad. Para ver cual caso fue más favorable es necesario analizar la potencia sísmica, cuyos resultados se muestran en las siguientes Figuras:

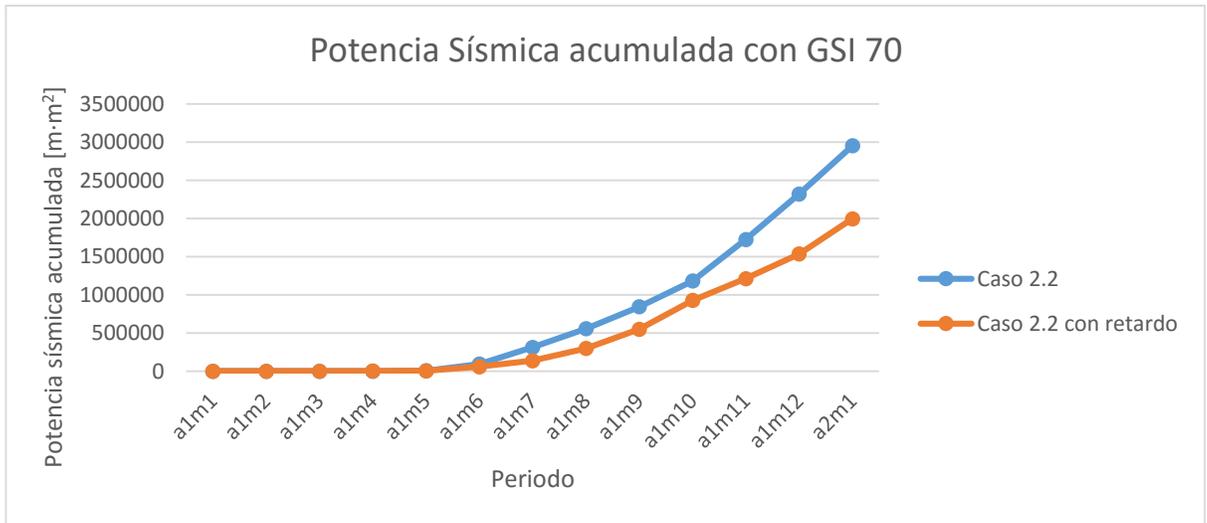


Figura 5-61: Potencia sísmica Caso 2.2 plan de producción retardado con GSI 70

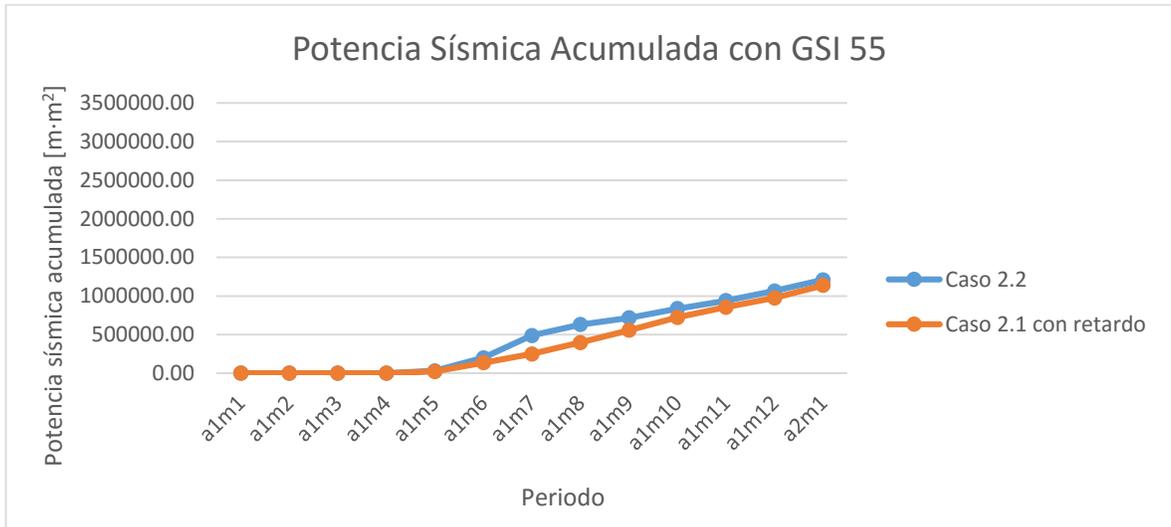


Figura 5-62: Potencia sísmica Caso 2.2 plan de producción retardado con GSI 55

El Caso 2.2 con plan de producción retardado es más favorable al ver los resultados de potencia sísmica acumulada, aunque cuando el GSI es 55 no se vio una diferencia muy notoria. Para ver el daño ocasionado por los micro-sismos fue necesario hacer la comparación entre área deslizando y desplazamiento de la zona, esto último se aprecia en las siguientes Figuras:



Figura 5-63: Área deslizando Caso 2.2 plan de producción retardado con GSI 70

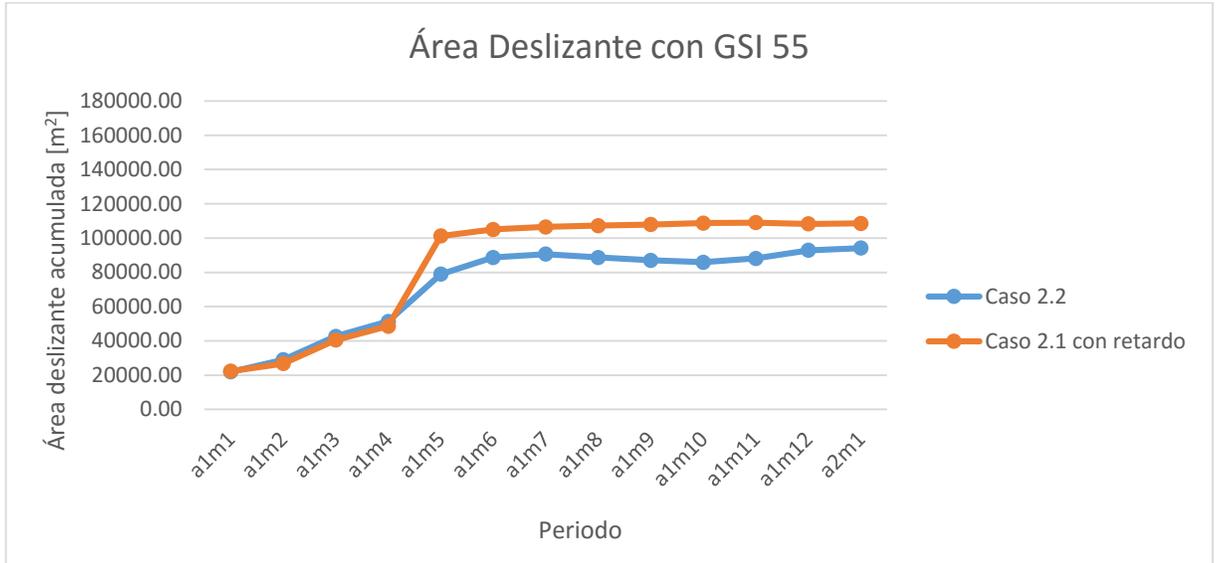


Figura 5-64: Área deslizante Caso 2.2 plan de producción retardado con GSI 55

Es claro que el caso con plan de producción retardado es más favorable dado que tuvo una mayor área deslizante, lo que generó un menor desplazamiento en la liberación del potencial sísmico, emitiendo un micro-sismo de menor daño, al utilizarse la misma metodología que en el punto 5.1.3.1.

CAPÍTULO 6

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1 Conclusiones del estudio

Al desarrollar cualquier método de explotación minera ante la presencia de una falla principal, existe el riesgo de que esta última se active generando daños. Es por esto que tiene un peso importante al momento de realizar los desarrollos y planificar la estrategia de extracción. En minería por hundimiento con especial énfasis en Panel Caving, la redistribución de esfuerzos que se genera a partir de la propagación de la cavidad produce un efecto en la falla principal provocando una activación según la distancia a la que esta última se encuentra.

En el contexto de los estudios que se deben desarrollar para evaluar la transición de una mina explotada por rajo abierto a una mina subterránea, el trabajo desarrollado en esta memoria busca obtener un primer acercamiento en la aplicación de algoritmos numéricos que simulan el proceso de hundimiento sobre medios fracturados y la incidencia de dicho proceso en la sismicidad inducida del medio analizado. Lo anterior se desarrolló mediante el modelamiento de un caso estudio conceptual, consistente en estudiar la respuesta sísmica de una falla principal ante el avance de un proceso de hundimiento utilizando el software de modelamiento numérico *3DEC*.

Dentro de los análisis más relevantes efectuados en este trabajo destacan: análisis de sensibilidad variando parámetros geomecánicos de la falla en un caso sólo con socavación y en un caso aplicando hundimiento, y finalmente una comparación de estrategias de extracción de material que generan la cavidad.

6.1.1 Modelo Base

Al poseer una inclinación más elevada se encontraba ante un régimen de esfuerzos in-situ de mayor simetría, aumentando el esfuerzo normal que actuaba en la falla provocando que se activara después que cuando la estructura posee una inclinación menor. Algo similar ocurrió cuando se comparó una falla que manteaba por sobre la excavación con respecto a una que manteaba por debajo de la falla, en donde la que manteaba por debajo se situaba en un régimen de mayor compresión generando un esfuerzo normal de mayor magnitud y provocó una mayor resistencia al deslizamiento. Cabe mencionar que la gravedad también

causa un efecto cuando la estructura manteaba por sobre la excavación, ya que esta última se encuentra “descansando” sobre la región excavada.

Cuando se variaron los parámetros de resistencia de la falla principal, la cohesión no ocasionó un cambio significativo en la sismicidad dado los órdenes de magnitud utilizados. No así la fricción, ya que se analizaron 3 casos con distinto ángulo de fricción en donde la potencia sísmica aumentaba a medida que bajaba el ángulo de fricción. Además, la potencia sísmica acumulada aumentó agresivamente hasta los 70-80 metros de avance en dirección a la falla, para luego recibir incrementos menores hasta estabilizarse como se pudo apreciar en los gráficos de pendientes. Quiere decir que el momento más crítico fue cuando se está a punto de cruzar la estructura.

Al ser menor el GSI, el macizo se hizo más deformable provocando mayores desplazamientos y esto ocasionó que siempre la potencia sísmica fuese mayor en los casos con GSI más bajo.

Por último, se realizó una comparación de casos con distinta rigidez, donde los resultados obtenidos mostraron que cuando se tenía una mayor rigidez, la potencia sísmica aumentó. Pero se consideró que la potencia sísmica no es sensible a los cambios en el parámetro de rigidez dado la poca variación vista en los gráficos.

6.1.2 Modelo con Hundimiento

En primera instancia se analizó el efecto que producía la inclinación en la geometría de la cavidad, en donde se vio cuando manteaba a 45° o superior ya se obtenía una cavidad sin ser gravemente afectada por la falla. Pero cuando el GSI era menor, ya no importaba mucho la inclinación ya que la cavidad se propagaba más rápido y no afectaba la geometría de ésta.

Al realizar el análisis de potencia sísmica a medida que se disminuía la inclinación de la falla, aumentaba la potencia sísmica ya que la disposición de los esfuerzos in-situ favorece la ortogonalidad de la falla principal aumentando el esfuerzo normal en ella.

Se vieron favorecidos los casos con menor GSI ya que la cavidad propagaba más rápido y esto ocasionó una disminución de la potencia sísmica. Por lo que el hundimiento afecta positivamente a los modelos con menor GSI; así se vio en el gráfico de pendientes en donde con un GSI menor, los incrementos de potencia sísmica dejan de aumentar y se estabilizan luego de que se cruza la falla. Lo mismo ocurre con las áreas deslizantes, ya que generan una meseta de estabilización con respecto a su crecimiento una vez que se cruza la falla. Demostrando nuevamente que el momento crítico ocurre antes de cruzar la falla.

Al analizar parámetros de resistencia se vio la misma tendencia anterior en que la cohesión no influye en los parámetros sísmicos, pero si la fricción. A medida que disminuía la fricción aumentaba la potencia sísmica y cuando el GSI era 55 se producía una estabilización en los incrementos (gráfico de pendientes) y en el crecimiento de las áreas deslizantes.

Al variar la rigidez se observó que a mayor rigidez aumentó el área deslizante por lo señalado anteriormente en el caso base, dado una mayor rigidez aumentó la acumulación de resistencia a las deformaciones, liberando un sismo de mayor magnitud.

Finalmente se vio un modelo sísmicamente más favorable al retrasar el inicio del avance hacia la falla. Esto dado que la cavidad intersectó la falla antes de comenzar el avance y acercarse a la estructura.

6.2 Recomendaciones

El motivo de la realización de este trabajo fue generar experiencias iniciales para el desarrollo de modelamientos más complejos con el algoritmo de hundimiento desarrollado por Itasca. Los análisis llevados a cabo siempre fueron enfocados al tamaño de ruptura, por lo que se propone implementar un análisis de la energía liberada en la activación de la estructura para ver los niveles de daño en el método minero.

Dado que el plan de producción fue en la mayoría de los casos siempre el mismo, se propone elaborar otros planes de producción con velocidades de extracción menos agresivas y con avances que involucren una menor apertura de puntos de extracción para poder favorecer el régimen sísmico.

Bibliografía

- Bartlett, P.J. (1998) *Planning a mechanised cave with coarse fragmentation in kimberlite*. PhD thesis. Pretoria, University of Pretoria.
- Bieniawski, Z.T. (1974) *Geomechanics classification of rock masses and its application in tunneling*. En: *Advances in rock mechanics*, 28A), pp. 27-32. Washington, D.C.: Nat. Acad. Sci.
- Diering, J.A.C. & Laubscher, D.H. (1987) *Practical Approach to the Numerical Stress*. En: *Analysis of Mass Mining*, 96, A179:88.
- Duplancic, O. & Brady, B.H. (1999) *Characterization of Caving Mechanism by Analysis of Seismicity and Rock Stress*. En: 9th Int. Cong. On Rock Mechanics, Paris, Vol. 2, pp. 1049-1053, Blakema, Rotterdam.
- Flores, G. & Karzulovic, A. (2002) *Geotechnical guidelines for a transition from open pit to underground mining*. En: Benchmark report, Proyecto ICS-II, Task 4.
- Gutenberg, B. & Richter, C.F. (1956) *Earthquake magnitude, intensity, energy and Acceleration*. En: *Bulletin of the Seismological Society of America*, 46, pp. 105-145.
- Hanks, T.C. & Kanamori, H. (1979) *A moment magnitude scale*. En: *Journal of Geophysical Research*, 84, pp. 2348-2350.
- Heaton, T.H. & Heaton R.E. (1989) *Static deformations from point sources and force couples located in welded elastic poissonian half-spaces: Implications for seismic moment tensors*. En: *Bulletin of Seismological Society of America*, 79(3), pp. 813-841.
- Hoek, E. & Brown, E.T. (1980) *Underground excavations in Rock*, Int. Min. Metall, Londres, pp. 401.
- Hoek, E. (1994) *Strength of rock and rock masses*. Paper presented at ISRM News J, 2, pp. 4-16
- Hoek, E., Carranza-Torres, C. & Corkum, B. (2002) *Hoek-Brown criterion – 2002*, Edición Proc. NARMS-TAC, Toronto, 1, pp. 267-273.
- Itasca Consulting Group, Inc. (2006) *FLAC3D – Fast Lagrangian Analysis of Continua in 3 Dimensions*, Ver. 3.1, User's Manual, Minneapolis: Itasca.
- Jofre, J., Yañez, P. & Ferguson, G. (2000) *Evolution in Panel Caving Undercutting and Drawbell Excavation, El Teniente Mine*. En: *Massmin 2000*, pp. 249-260.

- Karzulovic, A. (1998) *Evaluación Geotécnica Métodos de Socavación Previa y Avanzada Mina El Teniente*. En: Estudio DT – CG – 98 – 003, División El Teniente, CODELCO Chile, pp 1-19.
- Kendorski, F.S. (1978) The Cavability of Ore Deposits. *Min. Eng*, 30(6), 31-628.
- Laubscher, D.H. (1977) Geomechanics classification of jointed rock masses – mining applications. *Trans. Inst. Min. Metall.*, 86, pp: A1-A8.
- Laubscher, D.H. (1994) *Cave Mining – The State of the Art*. En: The journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy.
- Laubscher, D.H. (2000) *A practical manual on block Caving*. En: International Caving Study (1997-2000). Brisbane, University of Queensland, Australia.
- Lorig, L. (2000) *Methodology and Guidelines for Numerical Modelling of Undercut and Extraction-Level Behaviour in Caving Mines*. En: International Caving Study (1997-2000). Brisbane, University of Queensland, Australia.
- McGarr, A. (1999) *On relating apparent stress to the stress causing earthquake fault slip*. En: Journal of Geophysical Research, Vol, 104, NO. B2, pp. 3003-3011.
- Mahtab, M.A., Blostad, D.D & Kendorski, F.S. (1973) *Analysis of The Geometry of Fractures in San Manuel Copper Mine, Arizona*. En: Bur. Mines Rep. Invest, 7715.
- Mathews, K.E., Hoek, E., Wylde, D.C. & Stewart, S.B.V. (1980) *Prediction of Stable Excavation Spans for Mining at Depths Below 1000 meters in Hard Rock*. Golder associates. Report to Canada Center for Mining and Energy Technology. Department of Energy and Resources, Ottawa, 1980
- Mendecki, A.J. (1993) *Real time quantitative seismology in mines*. En: 3rd International Symposium on Rockbursts and Seismicity in Mines, Kingston, Ontario, Canada.
- Mendecki, A.J. (2005) *Persistence of Seismic Rock Mass Response to Mining*. En: 6th International Symposium on Rockburst and Seismicity in Mines, Perth, Australia.
- Rojas, E., Molina, R., Bonani, A. & Constanzo, H. (2000) *The preundercut caving method at El Teniente Mine, CODELCO – Chile*. En: Massmin 2000, pp 261-266.
- Wyss, M. & Brune, J.N. (1968) *Seismic moment, stress and source dimensions for earthquakes in the California-nevada region*. En: Journal of Geophysical Research, 73, pp. 4681-4694.

ANEXO A

Visualización de desplazamiento del eje Z en el avance de socavación cada 10 metros

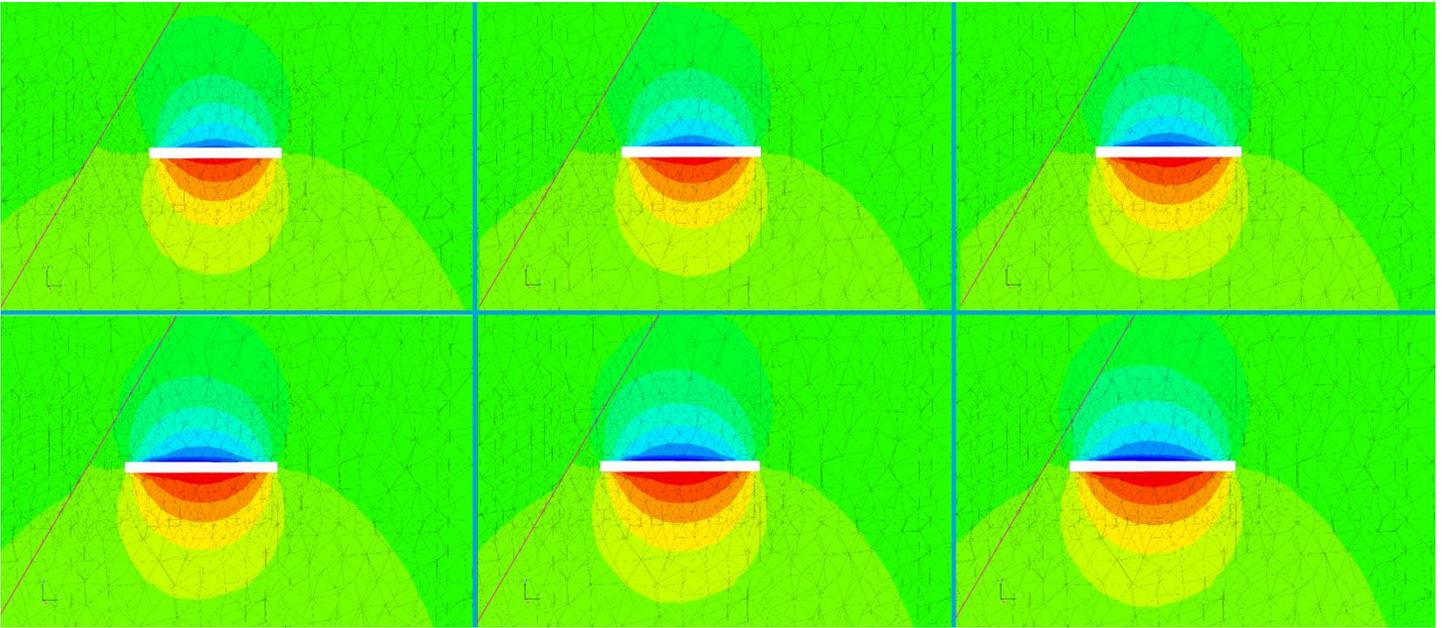


Figura A-1: Avance de socavación desde los 10 m a 60 m de izq. a derecha.

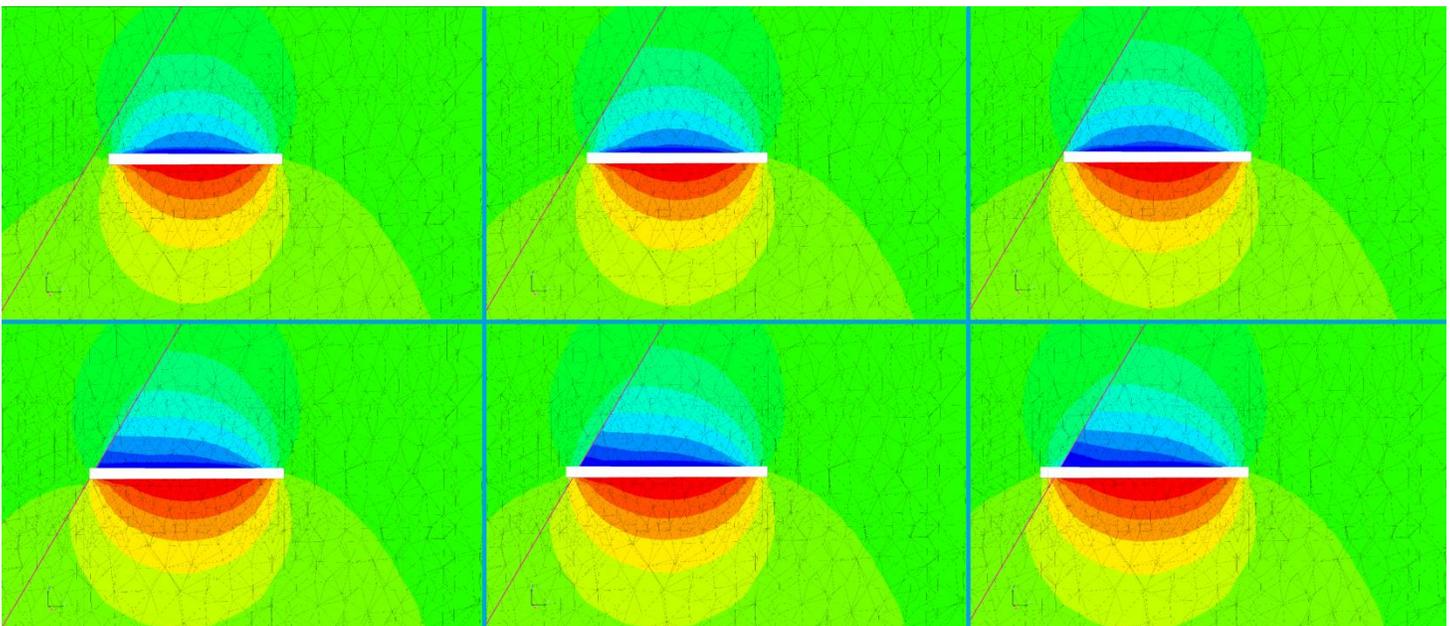


Figura A-2: Avance de socavación desde los 70 m a 120 m de izq. a derecha.

ANEXO B

Ubicación Espacial de Puntos de Extracción de Socavación Inicial

Tabla B-1: Ubicación espacial de puntos de extracción de socavación inicial

DrawPointName	X	Y	Z
01-E01	248.50	382.29	100
01-E02	248.50	362.29	100
01-E03	248.50	342.29	100
01-E04	248.50	322.29	100
01-E05	248.50	302.29	100
01-E06	248.50	282.29	100
01-E07	248.50	262.29	100
01-E08	248.50	242.29	100
01-E09	248.50	222.29	100
01-E10	248.50	202.29	100
01-W01	233.50	393.62	100
01-E02	233.50	373.62	100
01-E03	233.50	353.62	100
01-E04	233.50	333.62	100
01-E05	233.50	313.62	100
01-E06	233.50	293.62	100
01-E07	233.50	273.62	100
01-E08	233.50	253.62	100
01-E09	233.50	233.62	100
01-E10	233.50	213.62	100
02-E01	218.50	384.96	100
02-E02	218.50	364.96	100
02-E03	218.50	344.96	100
02-E04	218.50	324.96	100
02-E05	218.50	304.96	100
02-E06	218.50	284.96	100
02-E07	218.50	264.96	100
02-E08	218.50	244.96	100
02-E09	218.50	224.96	100
02-E10	218.50	204.96	100
02-W01	203.50	396.29	100
02-W02	203.50	376.29	100

Tabla B-2: Ubicación espacial de puntos de extracción de socavación inicial

DrawPointName	X	Y	Z
02-W03	203.50	356.29	100
02-W04	203.50	336.29	100
02-W05	203.50	316.29	100
02-W06	203.50	296.29	100
02-W07	203.50	276.29	100
02-W08	203.50	256.29	100
02-W09	203.50	236.29	100
02-W10	203.50	216.29	100
03-E01	188.50	387.63	100
03-E02	188.50	367.63	100
03-E03	188.50	347.63	100
03-E04	188.50	327.63	100
03-E05	188.50	307.63	100
03-E06	188.50	287.63	100
03-E07	188.50	267.63	100
03-E08	188.50	247.63	100
03-E09	188.50	227.63	100
03-E10	188.50	207.63	100
03-W01	173.50	398.97	100
03-W02	173.50	378.97	100
03-W03	173.50	358.97	100
03-W04	173.50	338.97	100
03-W05	173.50	318.97	100
03-W06	173.50	298.97	100
03-W07	173.50	278.97	100
03-W08	173.50	258.97	100
03-W09	173.50	238.97	100
03-W10	173.50	218.97	100
04-E01	158.50	390.31	100
04-E02	158.50	370.31	100
04-E03	158.50	350.31	100
04-E04	158.50	330.31	100
04-E05	158.50	310.31	100
04-E06	158.50	290.31	100
04-E07	158.50	270.31	100
04-E08	158.50	250.31	100
04-E09	158.50	230.31	100
04-E10	158.50	210.31	100
04-W01	143.50	401.65	100
04-W02	143.50	381.65	100
04-W03	143.50	361.65	100

Tabla B-3: Ubicación espacial de puntos de extracción de socavación inicial

DrawPointName	X	Y	Z
04-W04	143.50	341.65	100
04-W05	143.50	321.65	100
04-W06	143.50	301.65	100
04-W07	143.50	281.65	100
04-W08	143.50	261.65	100
04-W09	143.50	241.65	100
04-W10	143.50	221.65	100
05-E01	128.50	392.99	100
05-E02	128.50	372.99	100
05-E03	128.50	352.99	100
05-E04	128.50	332.99	100
05-E05	128.50	312.99	100
05-E06	128.50	292.99	100
05-E07	128.50	272.99	100
05-E08	128.50	252.99	100
05-E09	128.50	232.99	100
05-E10	128.50	212.99	100
05-W01	113.75	384.33	100
05-W02	113.75	364.33	100
05-W03	113.75	344.33	100
05-W04	113.75	324.33	100
05-W05	113.75	304.33	100
05-W06	113.75	284.33	100
05-W07	113.75	264.33	100
05-W08	113.75	244.33	100
05-W09	113.75	224.33	100
05-W10	113.75	204.33	100
06-E01	98.75	395.67	100
06-E02	98.75	375.67	100
06-E03	98.75	355.67	100
06-E04	98.75	335.67	100
06-E05	98.75	315.67	100
06-E06	98.75	295.67	100
06-E07	98.75	275.67	100
06-E08	98.75	255.67	100
06-E09	98.75	235.67	100
06-E10	98.75	215.67	100
06-W01	83.75	387.01	100
06-W02	83.75	367.01	100
06-W03	83.75	347.01	100
06-W04	83.75	327.01	100

Tabla B-4: Ubicación espacial de puntos de extracción de socavación inicial

DrawPointName	X	Y	Z
06-W05	83.75	307.01	100
06-W06	83.75	287.01	100
06-W07	83.75	267.01	100
06-W08	83.75	247.01	100
06-W09	83.75	227.01	100
06-W10	83.75	207.01	100
07-E01	68.75	398.35	100
07-E02	68.75	378.35	100
07-E03	68.75	358.35	100
07-E04	68.75	338.35	100
07-E05	68.75	318.35	100
07-E06	68.75	298.35	100
07-E07	68.75	278.35	100
07-E08	68.75	258.35	100
07-E09	68.75	238.35	100
07-E10	68.75	218.35	100
07-W01	53.75	389.69	100
07-W02	53.75	369.69	100
07-W03	53.75	349.69	100
07-W04	53.75	329.69	100
07-W05	53.75	309.69	100
07-W06	53.75	289.69	100
07-W07	53.75	269.69	100
07-W08	53.75	249.69	100
07-W09	53.75	229.69	100
07-W10	53.75	209.69	100

ANEXO C

Ubicación Espacial de Puntos de Extracción de Socavación de Avance

Tabla C-1: Ubicación espacial de los puntos de extracción de socavación de avance

DrawPointName	X	Y	Z
Av01-14	248.50	182.29	100
Av02-14	248.50	162.29	100
Av03-14	248.50	142.29	100
Av04-14	248.50	122.29	100
Av05-14	248.50	102.29	100
Av06-14	248.50	82.29	100
Av01-06	233.50	193.62	100
Av02-06	233.50	173.62	100
Av03-06	233.50	153.62	100
Av04-06	233.50	133.62	100
Av05-06	233.50	113.62	100
Av06-06	233.50	93.62	100
Av07-06	233.50	73.62	100
Av01-12	218.50	184.96	100
Av02-12	218.50	164.96	100
Av03-12	218.50	144.96	100
Av04-12	218.50	124.96	100
Av05-12	218.50	104.96	100
Av06-12	218.50	84.96	100
Av01-04	203.50	196.29	100
Av02-04	203.50	176.29	100
Av03-04	203.50	156.29	100
Av04-04	203.50	136.29	100
Av05-04	203.50	116.29	100
Av06-04	203.50	96.29	100
Av07-04	203.50	76.29	100
Av01-10	188.50	187.63	100
Av02-10	188.50	167.63	100
Av03-10	188.50	147.63	100
Av04-10	188.50	127.63	100
Av05-10	188.50	107.63	100
Av06-10	188.50	87.63	100

Tabla C-2: Ubicación espacial de los puntos de extracción de socavación de avance

DrawPointName	X	Y	Z
Av01-02	173.50	198.97	100
Av02-02	173.50	178.97	100
Av03-02	173.50	158.97	100
Av04-02	173.50	138.97	100
Av05-02	173.50	118.97	100
Av06-02	173.50	98.97	100
Av07-02	173.50	78.97	100
Av01-08	158.50	190.31	100
Av02-08	158.50	170.31	100
Av03-08	158.50	150.31	100
Av04-08	158.50	130.31	100
Av05-08	158.50	110.31	100
Av06-08	158.50	90.31	100
Av07-08	158.50	70.31	100
Av01-01	143.50	201.65	100
Av02-01	143.50	181.65	100
Av03-01	143.50	161.65	100
Av04-01	143.50	141.65	100
Av05-01	143.50	121.65	100
Av06-01	143.50	101.65	100
Av07-01	143.50	81.65	100
Av01-07	128.50	192.99	100
Av02-07	128.50	172.99	100
Av03-07	128.50	152.99	100
Av04-07	128.50	132.99	100
Av05-07	128.50	112.99	100
Av06-07	128.50	92.99	100
Av07-07	128.50	72.99	100
Av01-13	113.75	184.33	100
Av02-13	113.75	164.33	100
Av03-13	113.75	144.33	100
Av04-13	113.75	124.33	100
Av05-13	113.75	104.33	100
Av06-13	113.75	84.33	100
Av01-05	98.75	195.67	100
Av02-05	98.75	175.67	100
Av03-05	98.75	155.67	100
Av04-05	98.75	135.67	100
Av05-05	98.75	115.67	100
Av06-05	98.75	95.67	100
Av07-05	98.75	75.67	100

Tabla C-3: Ubicación espacial de los puntos de extracción de socavación de avance

DrawPointName	X	Y	Z
Av01-11	83.75	187.01	100
Av02-11	83.75	167.01	100
Av03-11	83.75	147.01	100
Av04-11	83.75	127.01	100
Av05-11	83.75	107.01	100
Av06-11	83.75	87.01	100
Av01-03	68.75	198.35	100
Av02-03	68.75	178.35	100
Av03-03	68.75	158.35	100
Av04-03	68.75	138.35	100
Av05-03	68.75	118.35	100
Av06-03	68.75	98.35	100
Av07-03	68.75	78.35	100
Av01-09	53.75	189.69	100
Av02-09	53.75	169.69	100
Av03-09	53.75	149.69	100
Av04-09	53.75	129.69	100
Av05-09	53.75	109.69	100
Av06-09	53.75	89.69	100