UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y DE MATERIALES

SANTIAGO – CHILE

ESTUDIO GEOMECÁNICO DEL EFECTO DE RELLENAR EL CRÁTER DE UNA EXPLOTACIÓN BLOCK CAVING CON RELAVE

Presentado por

JAVIER IVÁN NICOLÁS RAMÍREZ BÓRQUEZ

MEMORIA DE TITULACIÓN PARA OPTAR AL TÍTULO DE

INGENIERO CIVIL DE MINAS

Profesora Guía

DRA. MARÍA TERESA ZANDARÍN IRAGORRE

MAYO, 2020

RESUMEN EJECUTIVO

En la actualidad, los tranques de relaves producen un problema social, espacial y medioambiental en todos los países mineros. Por este motivo, es necesario desarrollar nuevas tecnologías que permitan la depositación masiva de relaves de manera sustentable. En este contexto, la empresa JRI Ingeniería S.A. propone el método denominado *Wasteless Mining* (WLM®), el que consiste en depositar los relaves producto de la recuperación de Cobre en una planta de procesamiento de sulfuros, dentro de la oquedad que se genera al explotar la mina subterránea. Este sistema tiene como objetivo principal eliminar la construcción de depósitos de relaves, y así lograr mayor sustentabilidad en los proyectos mineros.

En esta memoria de título se realiza un análisis geomecánico, mediante modelamiento numérico, del efecto que tiene rellenar el cráter provocado por una mina subterránea explotada por el método de hundimiento (*block caving*), en la superficie del terreno natural. Este análisis se desarrolla para un proyecto minero Demo WLM® que se llevará a cabo en un yacimiento cuprífero ubicado en la región de Atacama, Chile.

Para realizar el análisis geomecánico se utilizan modelos numéricos bidimensionales y tridimensionales, usando FLAC (Itasca CG Inc., 2016) y FLAC3D (Itasca CG Inc., 2017), programas formulados con la teoría de diferencias finitas. Además, se realizaron modelos más simples aplicando el programa Phase2 (Rocscience, 2009), basado en análisis bidimensional de elementos finitos.

Adicionalmente, se realiza el diseño de la instrumentación geomecánica del proyecto considerando los resultados de la simulación numérica, cuya finalidad es comprobar los resultados obtenidos en el modelo. La instrumentación consiste en un sistema de monitoreo conformado por sensores que permitan medir desplazamientos superficiales del cráter, estado tensional in situ y su evolución con el tiempo, sismicidad durante el hundimiento, y formación de grietas en la superficie del terreno natural influenciada por el hundimiento. Además, se analiza el uso de trazadores radioactivos para monitorear el descenso de los relaves en el interior del cráter del hundimiento.

Luego de analizar los resultados de los modelos, se verifica el efecto positivo que genera aplicar el método WLM en el Proyecto Demo, al disminuir la zona de influencia producto de la subsidencia. Este método permitiría acercar la zona de explotación minera a cualquier tipo de infraestructura, permitiendo disminuir el espacio que ocupa la faena minera. Lo anterior cobra vital importancia cuando el yacimiento se encuentra cercano a un pueblo, glaciar, monumentos históricos y patrimonios culturales, minimizando el impacto en las personas.

Sin embargo, cada modelo entrega distintos grados de disminución en la zona afectada por la subsidencia. Esto se debe a las características geométricas de la mina subterránea, de la calidad del macizo rocoso y del estado tensional consideradas en cada modelo.

ABSTRACT

Actually, tailing dams cause a social, spatial and environmental issue in all mining countries. Therefore, it's necessary to develop new technologies that allow the massive deposition in a sustainable way. Thus, the company JRI Ingenieria S.A. proposes *Waste Less Mining* (WLM®) method, which is depositing the tailings resultant of copper recuperation in a sulfide plant, inside of the cavity generated by the underground mining. The principal objectives of this system are eradicating the construction of tailing dams and achieve greater sustainability in mining projects.

In this title report, a geomechanical analysis of the effect of filling the crater induced by an underground mine operated by block caving method, in the surface of natural ground, is done. This analysis is developed for a Demo WLM® mining project that will take place in the copper deposit Inca de Oro, located in Atacama region, Chile.

To develop the geomechanical analysis, bidimensional and tridimensional numeric models are used, in FLAC (Itasca CG Inc., 2016) and FLAC3D (Itasca CG Inc., 2017) software, both based on an explicit finite difference formulation. Besides, this is supported by models prepared in Phase2 (Rocscience, 2009), based on bidimensional analysis of finite elements.

Furthermore, geomechanical instrumentation design of the project based on the results of numeric simulation is done, whose objective is to confirm the results of the model. The instrumentation is a monitoring system formed by sensors that allow measuring superficial displacement of the crater, in situ tensional state and his evolution, seismicity during caving, and crack formation in the natural ground surface affected by the caving. Thereby, the use of radioactive tracers to monitor the descent of the tailings inside the crater is analyzed.

After analyzing the model's results, it is verified the positive effect of the WLM method in the Demo Proyect, minimizing the superficial zone influenced by the subsidence. This makes possible to bring any infrastructure closer to the mine, allowing to reduce the occupied space of the mine site. This is significant when the deposit is near to a town, glacier, historical monuments and cultural heritage, decreasing the negative impact on people.

However, every model gives different magnitude of decrease of the zone influenced by the subsidence. This is explained by the geometrical features of the underground mining, the quality of the rock mass and the tensional state considered in each model.

GLOSARIO

A_0	:	Coeficiente sísmico máximo probable
AND	:	Andesita
AR	:	Aire Reverso
BHTV	:	Borehole Televiewer
c	:	Cohesión
DDH	:	Diamond Drill Hole
E	:	Módulo de Young o Módulo de deformación
FLAC	:	Fast Lagrangian Analysis of Continua
FS	:	Factor de Seguridad
GSI	:	Geological Strength Index
HI	:	Hollow Inclusion
IDO	:	Inca de Oro
k	:	Razón de esfuerzos horizontales/verticales
MRMR	:	Modified Rock Mass Rating
msnm	:	Metros Sobre el Nivel del Mar
PTO	:	Pórfido Tonalítico
PTG	:	Pórfido Tonalítico Grueso
RH	:	Radio Hidráulico
RMR	:	Rock Mass Rating
RMR_B	:	RMR propuesto por Bieniawski
RMR_L	:	RMR según Laubscher
RQD	:	Rock Quality Designation
SSI	:	Shear Strain Increment
TDR	:	Time-Domain Reflectometer
UCS	:	Uniaxial Compressive Strength
UG	:	Unidad Geotécnica
WLM	:	Wasteless Mining

ε : Deformación Horizontal de Tensión

Φ : Ángulo de fricción

ÍNDICE DE CONTENIDOS

1. INTRODUCCIÓN 15
1.1 OBJETIVOS 16
1.1.1 OBJETIVO PRINCIPAL 16
1.1.2 OBJETIVOS GENERALES 16
1.2 ALCANCE 16
1.3 CONTENIDOS DEL TRABAJO DE TÍTULO 16
2. CASO DE ESTUDIO 17
2.1 UBICACIÓN, HISTORIA Y CLIMATOLOGÍA 17
2.2 INFORMACIÓN GEOLÓGICA 18
2.3 GEOLOGÍA Y MINERALIZACIÓN 19
2.4 LITOLOGÍA 20
2.5 UNIDADES GEOMECÁNICAS 21
2.6 MODELO ESTRUCTURAL 24
2.7 HIDROGEOLOGÍA 26
2.8 SISMICIDAD Y ESTADO TENSIONAL 28
3. METODOLOGÍA 29
3.1 METODOLOGÍA MINERÍA SUPERFICIAL 29
3.2 METODOLOGÍA MINERÍA SUBTERRÁNEA 29
3.2.1 HUNDIBILIDAD 29
3.2.2 ORIENTACIÓN OBRAS SUBTERRÁNEAS 31
3.2.3 DIRECCIÓN DE AVANCE DEL CAVING 32
4. DISEÑO 33
4.1 DISEÑO MINERÍA SUPERFICIAL 33
4.2 DISEÑO MINERÍA SUBTERRÁNEA 35
4.2.1 HUNDIBILIDAD 35
4.2.2 ORIENTACIÓN OBRAS SUBTERRÁNEAS 35
4.2.3 DIRECCIÓN DE AVANCE DEL CAVING 35
5. VERIFICACIÓN 36
5.1 VERIFICACIÓN ESTABILIDAD MINERÍA SUPERFICIAL 36
5.2 VERIFICACIÓN COMPORTAMIENTO GEOMECÁNICO MINERÍA SUBTERRÁNEA 37
5.2.1 RESULTADOS ÁNGULO FRACTURAMIENTO 39

5.2.2 GEOMETRÍA DEL MODELO 39
5.2.3 CONDICIONES DE BORDE E INICIALES 40
5.2.4 PROPIEDADES GEOMECÁNICAS DE LOS MATERIALES 40
5.2.5 DISCRETIZACIÓN DEL MODELO 41
5.2.6 SECUENCIA DE MODELAMIENTO 42
5.2.7 RESULTADOS OBTENIDOS DEL MODELAMIENTO 42
5.2.8 VERIFICACIÓN DE ESTABILIDAD POR MEDIO DE DIFERENCIAS FINITAS BIDIMENSIONAL 46
5.2.9 DISCRETIZACIÓN DEL MODELO FLAC 47
5.2.10 RESULTADOS DEL MODELO EN FLAC 2D 47
5.2.11 VERIFICACIÓN DE ESTABILIDAD USANDO DIFERENCIAS FINITAS TRIDIMENSIONAL (FLAC3D) 55
5.2.12 CONDICIONES DE BORDE FLAC3D 56
5.2.13 MATERIALES FLAC3D 56
5.2.14 DISCRETIZACIÓN DEL MODELO FLAC3D 57
5.2.15 SECUENCIA FLAC3D 58
5.2.16 RESULTADOS FLAC3D 58
6. SENSIBILIDAD DE PARÁMETROS 65
6.1 PROPIEDADES MACIZO ROCOSO 65
6.2 TAMAÑO DE LA COLUMNA DE EXTRACCIÓN 66
7. CONTROL Y MONITOREO GEOTÉCNICO 69
7.1 ELECCIÓN DE INSTRUMENTOS 69
7.2 UBICACIÓN DE INSTRUMENTOS 69
7.2.1 PERFORACIONES DE CONTROL RADIOACTIVO 70
7.2.2 TDR 71
7.2.3 CELDAS DE CARGA 72
7.2.4 GEÓFONOS Y ACELERÓMETROS 73
7.2.5 CRACKMETERS Y WIRE CRACKMETERS 73
7.3 VALORIZACIÓN ECONÓMICA MONITOREO GEOTÉCNICO 73
8. CONCLUSIONES 75
9. TRABAJOS A FUTURO 77
10. REFERENCIAS 78
ANEXO A 80

ANEXO B..... 93
ANEXO C 106

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1: Imagen satelital de la ubicación del yacimiento y lugares de interés. Fuente: Google Earth, 2020. 17

Figura 2.2: Muestra correspondiente a zona secundaria (óxidos), roca PTO. Bandeja 23, tramo 88,60m-91,85m. Fuente: Muñoz, 2019. 18

Figura 2.3: Muestra correspondiente a zona primaria (sulfuros), roca PTO. Bandeja 48, tramo 180,25m-184,21m. Fuente: Muñoz, 2019. 18

Figura 2.4: Muestra correspondiente a zona primaria (sulfuros), roca PTO. Bandeja 111, tramo 412,75m-416,72m. Fuente: Muñoz, 2019. 18

Figura 2.5: Vista en sección 7040400N de zonas minerales. La línea destacada en color naranjo corresponde al techo de anhidrita. Fuente: Extracto informe EMSA, 2008. 19

Figura 2.6: Vista en sección 7040400N de alteraciones. Fuente: EMSA, 2008. 20

Figura 2.7: Vista en sección 7040400N de litologías. Fuente: EMSA, 2008. 21

Figura 2.8: Proporción del total para cada grupo litológico. Fuente: SRK, 2007. 21

Figura 2.9: Índice geológico de resistencia (GSI). Fuente: Hoek & Brown, 1980. 22

Figura 2.10: Distribución de calidades de roca para yacimiento IDO. Fuente: SRK, 2007. 24

Figura 2.11: Diagrama de roseta de orientación de fallas principales. Fuente: SIGA, 2010. 25

Figura 2.12: Vista general de los planos de fallas principales en 3D. Fuente: JRI Ingeniería S.A., 2010. 26

Figura 2.13: Flujos de agua en cercanías de IDO. Fuente: Elaboración propia en Google Earth, 2019. 26

Figura 2.14: Superficie freática del yacimiento, dirección de flujo y ubicación del rajo (en círculo rojo). Fuente: Henríquez, 2007. 27

Figura 2.15: Esfuerzos principales en zona cercana a IDO. Fuente: GFZ, 2018. 28

Figura 3.1: Curva de correlación entre RMR_L y RMR_B. Fuente: JRI Ingeniería S.A., 2010. 30

Figura 3.2: Gráfico de hundibilidad de Laubscher. Fuente: Bartlett, 1998. 31

Figura 3.3: Efecto de la orientación de obras subterráneas sobre la formación de cuñas inestables en roca. Fuente: Hoek & Brown, 1980. 31

Figura 3.4: Relación entre la dirección de avance del *caving* y los esfuerzos principales. Fuente: Brown, 2007. 32

Figura 4.1: Sección en corte del rajo con parámetros geométricos de diseño, para el caso de análisis más inestable. Fuente: elaboración propia en AutoCAD, 2019. 33

Figura 4.2: Vista oblicua general del rajo. Fuente: elaboración propia en Minesight, 2019. 33

Figura 4.3: Geometría de modelo en Slide. Fuente: elaboración propia en Slide 2018. 34

Figura 4.4: Dirección de avance en nivel de producción. Fuente: elaboración propia en Minesight, 2019. 35

Figura 5.1: Estabilidad global del rajo, FS=1,27. Fuente: elaboración propia en Slide, 2019. ... 36

Figura 5.2: Estabilidad global del rajo bajo solicitación sísmica, FS=1.0. Fuente: elaboración propia en Slide, 2019. 37

Figura 5.3: Ángulo de desplome en base a profundidad del nivel de hundimiento y RMR_B. Fuente: Cavieres y Díaz, 1992. 38

Figura 5.4: Ángulo de fracturamiento en base a ángulo de desplome y RMR_B. Fuente: Cavieres y Díaz, 1992. 38

Figura 5.5: Geometría para Phase2. Fuente: elaboración propia en AutoCAD, 2019. 40

Figura 5.6: Grupos asignados en el modelo de Phase2, al principio de la modelación. Fuente: elaboración propia, 2019. 41

Figura 5.7: Grupos asignados en el modelo de Phase2, durante una etapa posterior de la modelación del caso con WLM. Fuente: elaboración propia, 2019. 41

Figura 5.8: Malla de Elementos Finitos del modelo en Phase2. Fuente: elaboración propia, 2019. 41

Figura 5.9: Elementos que fallan en el modelo. Fuente: elaboración propia en Phase2, 2019. 42

Figura 5.10: Contornos de Ɛ y límite zona de influencia (línea negra) para modelo sin WLM. Fuente: elaboración propia en Phase2, 2019. 43

Figura 5.11: Contornos de Ɛ y límite zona de influencia (línea negra) para modelo con WLM. Fuente: elaboración propia en Phase2, 2019. 43

Figura 5.12: Deformaciones de corte máximas para modelo sin WLM. Fuente: elaboración propia en Phase2, 2019. 44

Figura 5.13: Deformaciones de corte máximas para modelo con WLM. Fuente: elaboración propia en Phase2, 2019. 45

Figura 5.14: Elementos que plastifican en el modelo sin WLM. Fuente: elaboración propia en Phase2, 2019. 45

Figura 5.15: Elementos que plastifican en el modelo con WLM. Fuente: elaboración propia en Phase2, 2019. 46

Figura 5.16: Grupos presentes en el modelo 2D preparado en FLAC. Fuente: elaboración propia, 2019. 46

Figura 5.17: Modelo en FLAC con malla de 1x1x1 metros. Fuente: elaboración propia, 2019. . 47

Figura 5.18: Elementos que fallan en el modelo. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019. . 47

Figura 5.19: Contornos de Ɛ y límite zona de influencia (línea negra) para modelo sin WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019. 48

Figura 5.20: Contornos de ε y límite zona de influencia (línea negra) para modelo con WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019. 48

Figura 5.21: Deformaciones de corte máximas para modelo sin WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019. 49

Figura 5.22: Deformaciones de corte máximas para modelo con WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019. 50

Figura 5.23: Elementos que fallan en el modelo bidimensional sin WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019. 51

Figura 5.24: Elementos que fallan en el modelo bidimensional con WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019. 51

Figura 5.25: Esfuerzos horizontales en modelo sin WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019. 52

Figura 5.26: Esfuerzos horizontales en modelo con WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019. 52

Figura 5.27: Esfuerzos verticales en modelo sin WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019. 53

Figura 5.28: Esfuerzos verticales en modelo con WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019. 53

Figura 5.29: Desplazamientos totales en metros para modelo sin WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019. 54

Figura 5.30: Desplazamientos totales en metros en modelo con WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019. 54

Figura 5.31: Geometrías cargadas a Minesight. Fuente: elaboración propia, 2019. 55

Figura 5.32: Geometría abovedada usada para la propagación de la fractura. Fuente: elaboración propia, 2019. 55

Figura 5.33: Vista en corte de los modelos constitutivos del modelo al principio del proceso. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019. 56

Figura 5.34: Vista en corte del módulo de Young del modelo luego de finalizar la extracción del rajo. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019. 57

Figura 5.35: Vista general del modelo y sus zonas (vista en corte). Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019. 58

Figura 5.36: Elementos que fallan en el modelo tridimensional (extracto ANEXO A). Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019. 58

Figura 5.37: Contornos de SSI y zona de influencia (zona negra) para modelo sin WLM (extracto ANEXO B). Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019. 59

Figura 5.38: Contornos de SSI y zona de influencia (zona negra) para modelo con WLM (extracto ANEXO C). Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019. 59

Figura 5.39: Elementos que fallan en el modelo tridimensional sin WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019. 60

Figura 5.40: Elementos que fallan en el modelo tridimensional con WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019. 60

Figura 5.41: Esfuerzo máximo principal en el modelo tridimensional sin WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019. 61

Figura 5.42: Esfuerzo máximo principal en el modelo tridimensional con WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019. 61

Figura 5.43: Esfuerzo mínimo principal en el modelo tridimensional sin WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019. 62

Figura 5.44: Esfuerzo mínimo principal en el modelo tridimensional con WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019. 62

Figura 5.45: Desplazamientos totales en metros para el modelo tridimensional con WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019. 63

Figura 5.46: Desplazamientos totales en metros para el modelo tridimensional con WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019. 63

Figura 5.45: Desplazamientos verticales en metros para el modelo tridimensional sin WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019. 64

Figura 5.45: Desplazamientos verticales en metros para el modelo tridimensional con WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019. 64

Figura 6.1: Contornos de SSI y zona de influencia (zona negra) para modelo de mala calidad geomecánica sin WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019. 65

Figura 6.2: Elementos que plastifican en el modelo tridimensional en excavación 120x120 metros. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019. 66

Figura 6.3: Deformaciones de corte máximas en modelo tridimensional con excavación 120x120 metros. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019. 66

Figura 6.4: Elementos que fallan en el modelo tridimensional sin gravas en excavación 150x150 metros. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019. 67

Figura 6.5: Deformaciones de corte máximas en modelo tridimensional sin gravas con excavación 150x150 metros. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019. 67

Figura 7.1: Vista de las obras mineras (en dorado), obras subterráneas (en colores), y el anillo de mediciones (en azul). Fuente: elaboración propia en Minesight, 2019. 70

Figura 7.2: Vista esquemática en corte con acercamiento a la disposición de la perforación (línea roja) desde el anillo de mediciones. Fuente: elaboración propia, 2019. 70

Figura 7.3: Vista esquemática en corte de la disposición del TDR (en triángulos celestes). Este diseño se repite en las 4 direcciones principales. Fuente: elaboración propia, 2019. 71

Figura 7.4: Vista esquemática en planta de la disposición del TDR. En total, se observan 16 instrumentos. Fuente: elaboración propia, 2019. 71

Figura 7.5: Vista esquemática en corte con acercamiento a la disposición de las celdas HI (rectángulos rojos) en el anillo de mediciones. Este diseño se repite en 2 direcciones principales. Fuente: elaboración propia, 2019. 72

Figura 7.6: Vista en planta de la disposición de las celdas HI. En total, se observan 4 instrumentos. Fuente: elaboración propia, 2019. 72

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1: *Ensayos roca intacta. Fuente: informe SRK.* 23

Tabla 2.2: *Propiedades geomecánicas de gravas. Fuente: informe SRK y JRI Ingeniería S.A.* 23

Tabla 2.3: *Propiedades geomecánicas de la roca. Fuente: informes de EMSA, SAM Y SRK.* .. 23

Tabla 2.4: *Rangos para clasificación de RMR_B. Fuente: elaboración propia, 2019.* 24

Tabla 2.5: *Rumbo y manteo de fallas principales. Fuente*: *JRI, 2010.* 25

Tabla 3.1: *Factores modificantes para cálculo del RMR_L. Fuente*: *JRI, 2010.* 30

Tabla 4.1: *Propiedades geomecánicas de los materiales correspondientes a macizo rocoso utilizados en el modelo. Fuente: informes de EMSA, SAM y SRK.* 34

Tabla 5.1: *Propiedades geomecánicas de los materiales granulares utilizados en el modelo. Fuente: JRI Ingeniería S.A.* 40

Tabla 6.1: *Propiedades geomecánicas de los materiales correspondientes a macizo rocoso del modelo de mala calidad. Fuente: notas de Hoek e informes de EMSA, SAM y SRK.* 65

Tabla 7.1: *Valorización económica del estudio conceptual para el seguimiento del descenso de la columna de relaves. Fuente: Análisis Técnico Económico código FR-TNI-27, Trazado Nuclear e Ingeniería Ltda, 2019.* 73

Tabla 7.2: *Valorización económica de la implementación, instalación y operación de instrumentos para control de variables de interés. Fuente: Propuesta económica INS-0640819, Geosinergia Ltda, 2019.* 74

1. INTRODUCCIÓN

En la actualidad, los tranques de relaves provocan un problema social, espacial y medioambiental en la mayoría de los países mineros. Esto se ve reflejado tanto a nivel político, con el Programa Tranque implementado por el gobierno de Chile, como a nivel científico, con la búsqueda de avances tecnológicos que permitan la depositación masiva de relaves de manera sustentable.

Bajo este contexto, la empresa JRI Ingeniería S.A. propone el método denominado *Waste Less Mining* (WLM®), el que consiste en depositar los relaves producto de la recuperación de Cobre en una planta de procesamiento de sulfuros, dentro de la oquedad que se genera al explotar la mina subterránea. Este sistema tiene como objetivo principal eliminar la construcción de tranques de relaves, y así lograr mayor sustentabilidad en los proyectos mineros.

El análisis del efecto de la subsidencia que se expone en este informe se aplicará en el yacimiento Inca de Oro (IDO), el que se encuentra aproximadamente a 1 kilómetro del pueblo homónimo. La explotación de este yacimiento por métodos convencionales mineros, como explotación a rajo abierto o *block caving*, presentaría interferencias importantes con el pueblo y la actividad de sus habitantes. Estas interferencias provocan la no factibilidad de la explotación del yacimiento, lo que implica pérdidas económicas a sus dueños.

Por lo indicado anteriormente, se propuso aplicar el método WLM® para viabilizar el proyecto, dado que se reducirá la zona afectada por la subsidencia del hundimiento y se disminuirá la liberación de material particulado al medioambiente, minimizando el impacto negativo del proyecto a su entorno.

Para validar la aplicación de este método se desarrolló un Proyecto Demo, el que contempla una extracción minera superficial de sobrecarga y una posterior minería subterránea para extraer el mineral de interés. El área dónde se desarrollará este proyecto representa una fracción de la totalidad del yacimiento, y no impide su explotación completa posteriormente.

Con el objetivo de predecir el efecto en la zona de agrietamiento e influencia de la subsidencia que tiene aplicar el método WLM®, se realizó un análisis geomecánico mediante modelamiento numérico del diseño minero del Proyecto Demo. La modelación principal se realizó con el *software* FLAC3D, el que utiliza una formulación explícita de las diferencias finitas para modelar comportamientos complejos de manera continua. Adicionalmente, estos resultados se apoyaron con modelos en otros programas tales como FLAC y Phase2, con el fin de validar el comportamiento del cráter.

También en este trabajo se propone un sistema de instrumentación geomecánica a instalar en el Proyecto Demo que es clave para comprobar los resultados obtenidos en el modelo numérico. El monitoreo constante y detallado de una serie de variables claves como formación superficial de grietas o fisuras, y la evolución del estado tensional del macizo rocoso en la zona de subsidencia, permitirá monitorear en línea el comportamiento del macizo rocoso y su relación con el método WLM®, validando así el análisis computacional y sus ventajas operacionales.

1.1 OBJETIVOS

1.1.1 OBJETIVO PRINCIPAL

- Validar mediante simulaciones numéricas que el relleno con relaves de un cráter, producto de la explotación de un yacimiento por el método de *block caving,* provoca la disminución de su zona de influencia, permitiendo acercar la infraestructura minera al sector de explotación.

1.1.2 OBJETIVOS GENERALES

- Realizar el diseño geomecánico del Proyecto Demo WLM, el que se aplicará al yacimiento Inca de Oro.
- Definir parámetros geomecánicos para el diseño de la mina subterránea (área de hundimiento, orientación de las labores).
- Estudiar conceptualmente el efecto de interacción rajo con mina subterránea.
- Validar geomecánicamente las fases de la minería superficial.
- Modelación numérica geomecánica del caso de estudio considerando el relleno del cráter del hundimiento con relaves.

1.2 ALCANCE

- Revisión de antecedentes geomecánicos y determinación del ambiente geomecánico del yacimiento IDO.
- Validación geomecánica de los taludes del rajo abierto.
- Diseño geomecánico de la mina subterránea (radio hidráulico, área de hundimiento, dirección de avance del hundimiento, definición de la orientación de las calles y galerías).
- Simulación geomecánica del efecto del relleno del cráter con relaves sobre su respectiva zona de influencia.
- Realizar un protocolo de control y monitoreo del avance de la subsidencia mediante la medición en línea de la evolución de los desplazamientos, las tensiones, la sismicidad y la formación de grietas en el macizo rocoso tanto en la superficie como en la zona próxima a la columna de hundimiento.
- Valorización de los sensores del sistema de monitoreo.

1.3 CONTENIDOS DEL TRABAJO DE TÍTULO

La primera parte de este documento aborda el contexto en el que se desarrolla el estudio a realizarse, detallando el ambiente sísmico, geológico, litológico y geomecánico del yacimiento IDO. Luego, se define la metodología que se utilizará para llevar a cabo cada arista del estudio de diseño minero, seguido de su diseño y su validación, para cada modelo considerado en el análisis llevado a cabo. Posteriormente, se presentará una sensibilidad de parámetros críticos del modelo que ayuden a explicar el fenómeno observado, y luego, lo que refiere al protocolo de instrumentación y control de variables geotécnicas. Se finaliza con las conclusiones y recomendaciones finales del estudio.

2. CASO DE ESTUDIO

La prueba demo industrial del WLM® se diseñará para el yacimiento Inca de Oro (IDO), ubicado en la región de Atacama, Chile. La prueba consistirá en una explotación minera a rajo abierto seguida por un *block caving* cuyo ritmo de producción alcanzará las 3000 tpd. La explotación solo involucra una parte del yacimiento completo y su ejecución no impedirá la extracción del resto de las reservas presentes en el yacimiento. El objetivo de esta prueba demo es validar el proceso de explotación minera aplicando el método WLM®.

2.1 UBICACIÓN, HISTORIA Y CLIMATOLOGÍA

El proyecto Inca de Oro se ubica al este del pueblo homónimo, provincia de Chañaral en la región de Atacama, 100 kilómetros al norte de Copiapó y 46 kilómetros al sur de Diego de Almagro. El acceso se puede hacer desde ambas ciudades, a través de carreteras pavimentadas.

Figura 2.1: Imagen satelital de la ubicación del yacimiento y lugares de interés. Fuente: Google Earth, 2020.

Existe una antigua data de actividad minera y exploración en la zona. A fines del siglo XIX y primera mitad del XX, hubo un fuerte impulso de minería de plata, oro y cobre, a partir de vetas y cuerpos de brechas hidrotermales. De hecho, la exploración minera de IDO comienza en 1985 con un grupo de exploraciones perteneciente a la División Salvador de Codelco (EMSA, 2008).

La zona donde se emplaza el proyecto tiene condiciones climáticas de extrema aridez, con una estadística pluviométrica de 25 milímetros de lluvia anual promedio entre 1940 y 1979, proveniente de precipitaciones ocasionales del inverno altiplánico y del océano. Generalmente, las lluvias tienen características torrenciales, concentradas en dos o tres días. Además, hay escasa humedad relativa y bajas temperaturas nocturnas (Henríquez, 2007).

2.2 INFORMACIÓN GEOLÓGICA

El estudio del ambiente geológico, litológico y geomecánico es necesario para diseñar la explotación superficial y subterránea. Dichos aspectos se basan en la información entregada por un total de 90 sondajes diamantinos (DDH) y 49 aire reverso (AR), los que suman 51,4 kilómetros de información. Adicionalmente, se registraron 16,3 kilómetros de sondajes con televisor acústico (BHTV) para determinar el patrón de estructuras y generar el modelo geológico del yacimiento (EMSA, 2008).

A partir de lo anterior, se prepararon muestras que serán necesarias para la caracterización geológica y geomecánica. Cabe destacar que no todas las muestras presentan información completa, ya que en los sondajes hay intervalos sin recuperación de muestra (especialmente de la grava denominada sobrecarga), y en otros no se realizó correctamente el mapeo geotécnico.

En la Figura 2.2, Figura 2.3 y la Figura 2.4 se observan tres muestras del yacimiento (Muñoz, 2019).

Figura 2.2: Muestra correspondiente a zona secundaria (óxidos), roca PTO. Bandeja 23, tramo 88,60m-91,85m. Fuente: Muñoz, 2019.

Figura 2.3: Muestra correspondiente a zona primaria (sulfuros), roca PTO. Bandeja 48, tramo 180,25m-184,21m. Fuente: Muñoz, 2019.

Figura 2.4: Muestra correspondiente a zona primaria (sulfuros), roca PTO. Bandeja 111, tramo 412,75m-416,72m. Fuente: Muñoz, 2019.

En los estudios realizados por consultor experto se indicó que las muestras de la zona secundaria tienen un fracturamiento intenso, lo que resultará en una fragmentación fina al

hundirlo. A su vez, en las muestras de zona primaria se ve menor fracturamiento, ocasionando una fragmentación más gruesa al hundirlo (Encina, comunicación por correo electrónico, 2019).

2.3 GEOLOGÍA Y MINERALIZACIÓN

El yacimiento IDO corresponde a un sistema porfídico de Cu-Au-Mo que yace bajo una gruesa capa de gravas postminerales semi-consolidadas cuyo espesor varía entre 20 a 140 metros. El yacimiento es una formación de minerales oxidados y relictos, con una potencia entre 40 y 100 metros. Y entre las elevaciones 1550 y 800 m.s.n.m., se ubican los minerales sulfurados (JRI Ingeniería S.A., 2010). Cabe destacar que la parte de mayor ley y alta razón de solubilidad en óxidos se ubica directamente sobre el núcleo de sulfuros primarios de mejor ley.

La mineralización se asocia a un complejo de pórfido y brechas que intruyen a rocas volcánicas de composición andesítica. La unidad intrusiva que está relacionada a la principal mineralización de cobre es una fase temprana de pórfido tonalítico (PTO). Además, una face posterior de pórfido tonalítico grueso (PTG) aporta pirita al sistema (JRI Ingeniería S.A., 2010).

En la Figura 2.5 se muestra una sección representativa de la ubicación de la mineralización en el yacimiento.

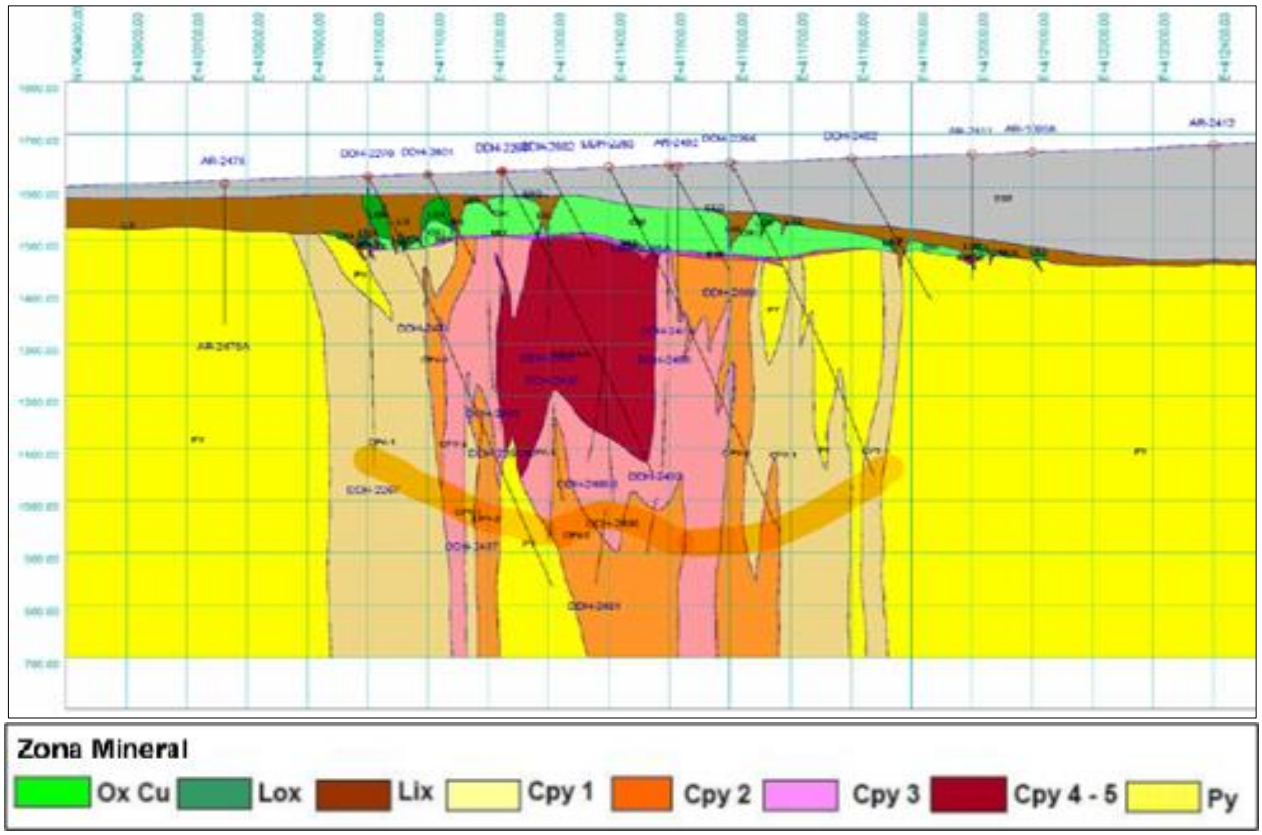


Figura 2.5: Vista en sección 7040400N de zonas minerales. La línea destacada en color naranjo corresponde al techo de anhidrita. Fuente: Extracto informe EMSA, 2008.

La alteración potásica es reemplazada por clorita-sericita (Clo-Ser) junto con una piritización de las magnetitas. Los niveles superiores están afectados por un evento supérgeno caracterizado

por caolinización que reemplaza completamente la roca en una franja de orientación NS a NNE. En los márgenes del modelo se reconoce alteración epidota (EMSA, 2008). En la Figura 2.6 se muestra una vista representativa de las alteraciones identificadas en el yacimiento.

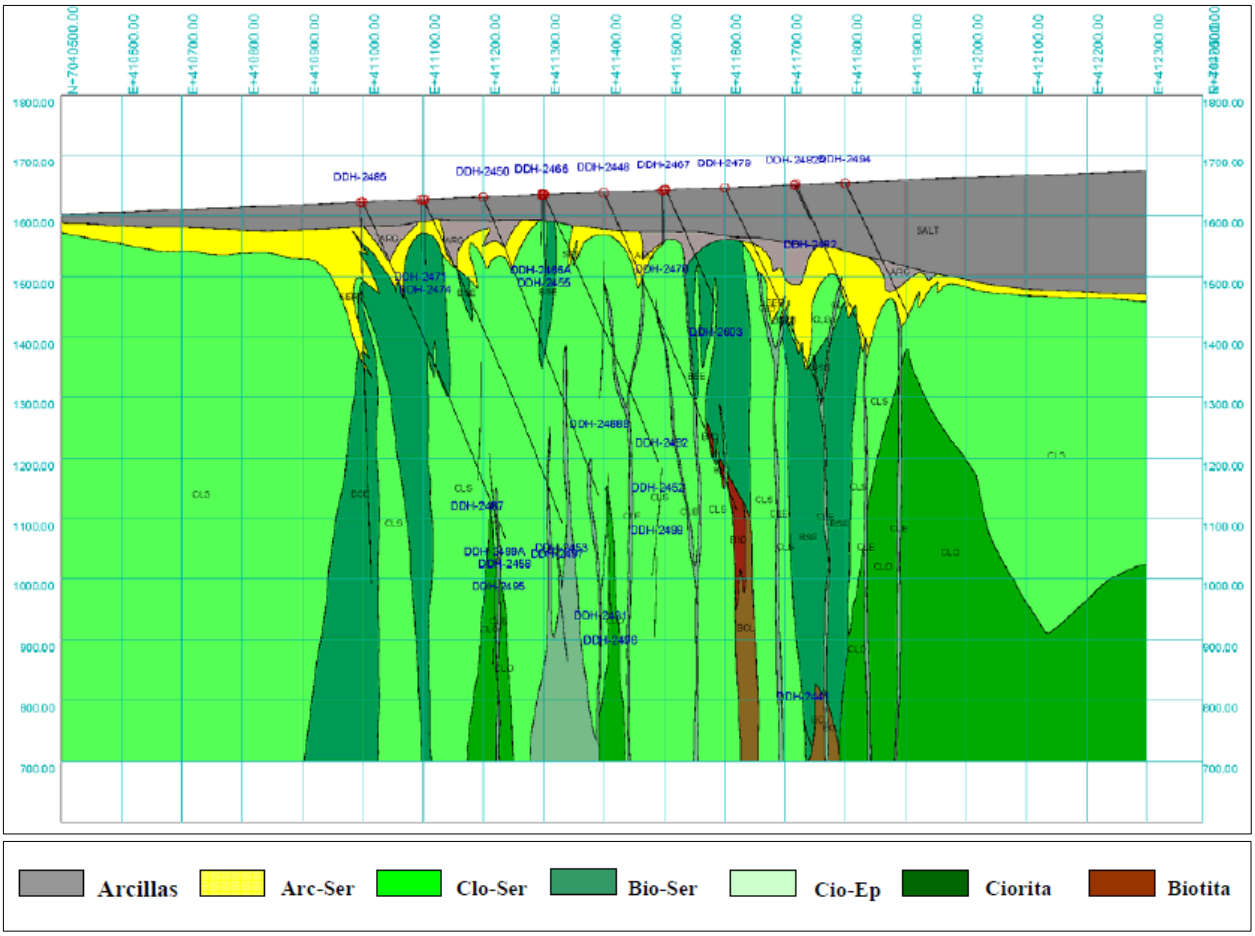


Figura 2.6: Vista en sección 7040400N de alteraciones. Fuente: EMSA, 2008.

2.4 LITOLOGÍA

Las rocas están conformadas por una secuencia volcánica de andesitas, tobas y brechas. La unidad dominante es el complejo de pórfidos y brechas, y ocurren como cuerpo irregular elongado dirección noreste, asociada a una franja de carácter regional que se extiende por unos 30 kilómetros en dirección al yacimiento El Salvador. La unidad intrusiva más característica corresponde a una fase temprana de pórfido tonalítico (PTO), y hacia el suroeste del cuerpo IDO, se reconoce una face posterior del pórfido tonalítico grueso (PTG) que corta a la unidad anteriormente descrita.

El grupo litológico en roca más representativo es el de rocas encajadoras (51%), donde las litologías más comunes son la de Andesita (96%) y la Diorita (3%). Le sigue el grupo de Pórfidos (44%), que a su vez es dominado por Pórfido Tonalítico (80%) y Pórfido Tonalítico Grueso (17%) (SRK, 2007).

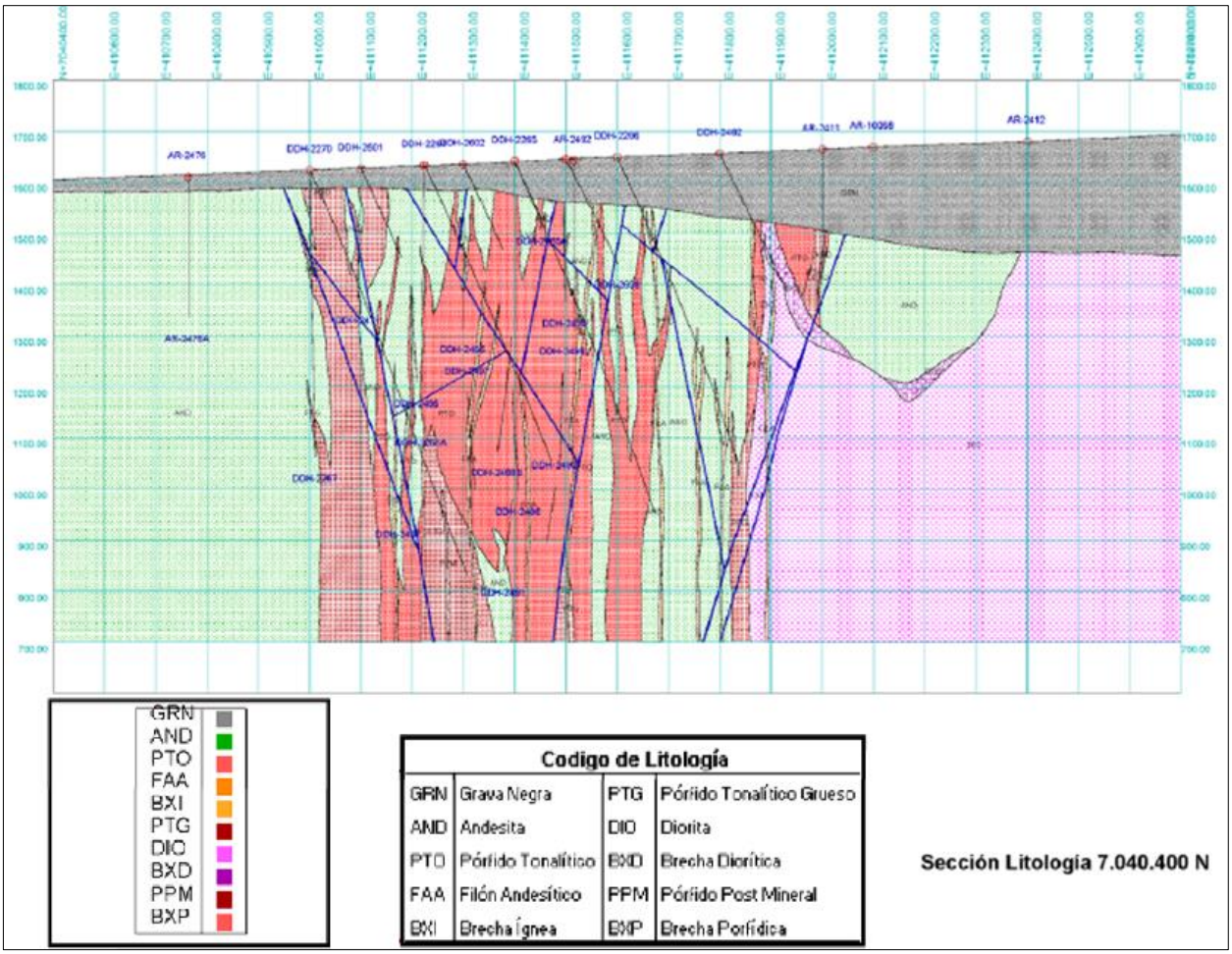


Figura 2.7: Vista en sección 7040400N de litologías. Fuente: EMSA, 2008.

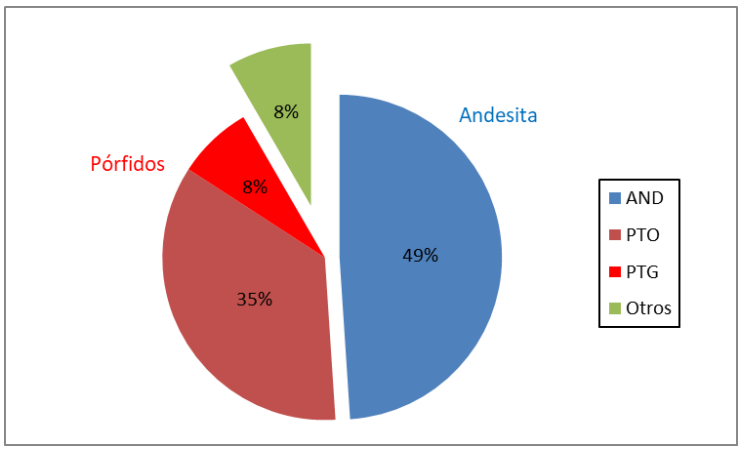


Figura 2.8: Proporción del total para cada grupo litológico. Fuente: SRK, 2007.

2.5 UNIDADES GEOMECÁNICAS

Con el fin de construir el modelo geomecánico, se realizaron diversos ensayos a una serie de muestras, tales como resistencia no confinada y de peso unitario. Adicionalmente, el RQD

(Deere, 1967) se calcula como la suma de todos los trozos intactos mayores o iguales que 10 centímetros, expresado como porcentaje de la longitud total perforada (SAM S.A., 2006).

El GSI (Hoek & Brown, 1980) se determinó de dos maneras. En el caso de los 64 sondajes más antiguos se usó un algoritmo que lo relaciona directamente con el RQD, y para el resto de los sondajes se ocupó la tabla que proponen los autores E. Hoek y E. T. Brown (ver Figura 2.9).

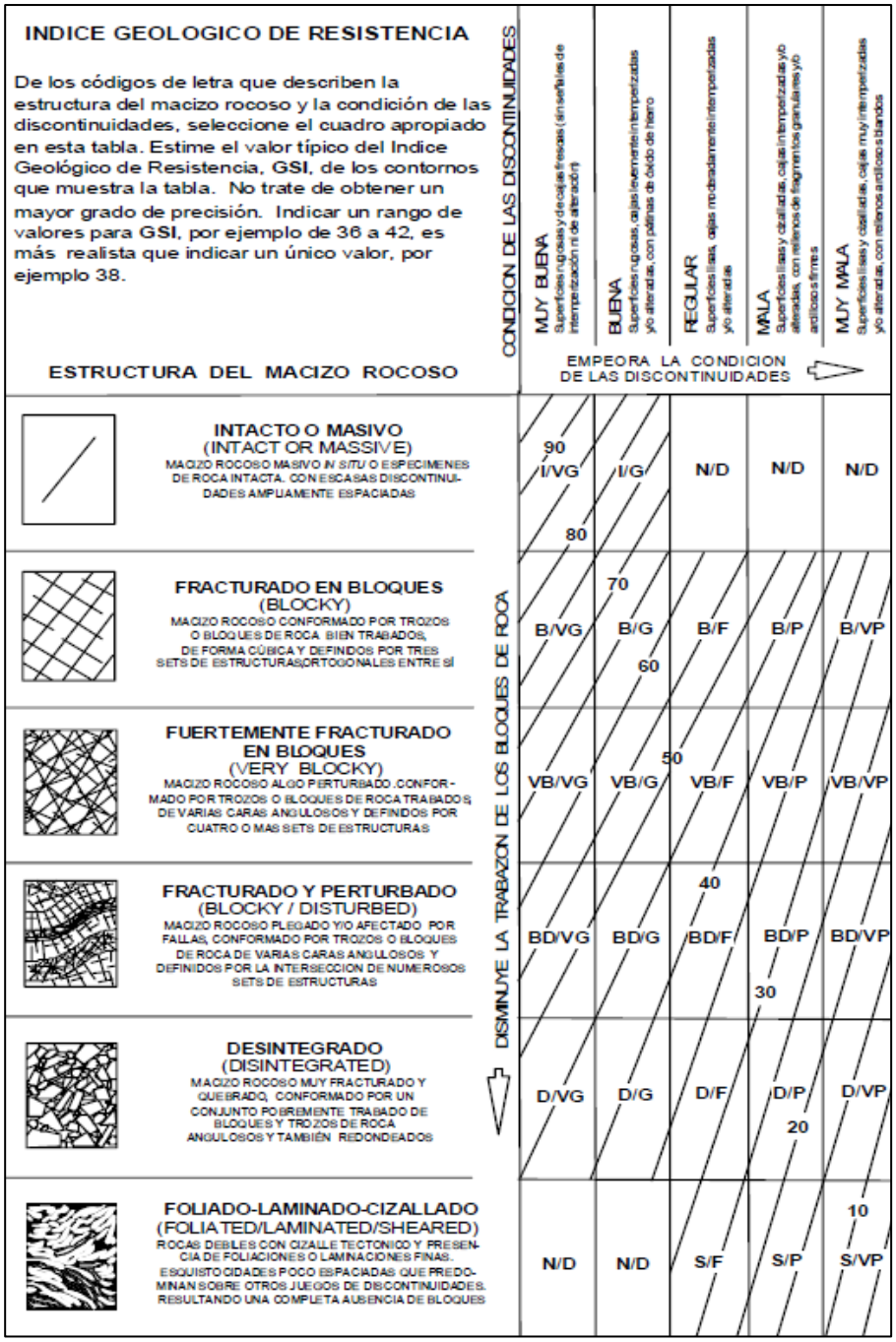


Figura 2.9: Índice geológico de resistencia (GSI). Fuente: Hoek & Brown, 1980.

Además, se analizó la densidad y la resistencia a la compresión uniaxial (UCS) para cada ensayo. En el caso de la sobrecarga, el ensayo solo fue posible en sectores de mayor cementación. El desglose de estos ensayos de laboratorio se observa en la Tabla 2.1.

Tabla 2.1: *Ensayos roca intacta. Fuente: informe SRK.*

Ensayo	Rocas				Sobrecarga
	AND	PTO	PTG	DIO	Gravas
UCS	65	50	14	6	7
Densidad	78	52	14	5	7

En el caso de la sobrecarga, la poca cantidad de ensayos se debe a su baja consistencia, especialmente si las muestras son reconstituidas. A pesar de esto, los 7 que sí se utilizaron tienen valores acordes con el resto de las propiedades y lo observado en terreno, así que se consideran válidos.

A partir del resultado de GSI por litología/clase y UCS, se determinan los parámetros de Hoek & Brown en el *software* RocData (Rocscience, 2004), además del módulo de Young (Young, 1807). Los parámetros mi y D fueron estimados a partir de datos obtenidos en terreno.

Los parámetros necesarios restantes se estimaron a partir de gravas genéricas de Atacama y de un material referencial.

Tabla 2.2: *Propiedades geomecánicas de gravas. Fuente: informe SRK y JRI Ingeniería S.A.*

Unidad Geotécnica	Densidad [gr/cm^3]	Φ [°]	c [KPa]	E [MPa]	v [-]
Gravas	2,02	45	22	0,035[1]	0,2

Los valores de las propiedades para las unidades geomecánicas en roca ensayadas, en orden de abundancia en el yacimiento, se resumen en la Tabla 2.3.

Tabla 2.3: *Propiedades geomecánicas de la roca. Fuente: informes de EMSA, SAM Y SRK.*

Unidad Geotécnica	Densidad [gr/cm^3]	UCS [MPa]	GSI [-]	mi [-]	D [-]	mb [-]	s [-]	a [-]	E [MPa]	v [-]	Tracción [MPa]
AND	2,66	111,96	50	22	0	3,689	0,0039	0,506	10000	0,208	8,14
PTO	2,60	96,00	55	20	0	4,009	0,0067	0,504	13066	0,188	9,16
PTG	2,65	75,49	48	20	0	3,122	0,0031	0,507	7744	0,175	13,66
Diorita	2,78	231,37	50	22	0	3,689	0,0039	0,506	10000	0,215	18,21

[1] Dado que se consideró un módulo de deformación estático hiperbólico (Duncan & Chang, 1970), este valor corresponde al cutoff mínimo desde una tensión de confinamiento igual a la presión atmosférica ($\sigma_3 = 100[KPa]$).

La empresa SRK calculó el RMR_B (Bieniawski, 1989) en los testigos obtenidos desde sondajes en roca. Cabe destacar que, ante la falta de información hidrogeológica detallada, se asumió una condición seca (más conservador para hundimiento). Luego, se clasifica el modelo en 5 clases dependiendo del rango en que se encuentre su RMR_B, según indica la Tabla 2.4. El reporte con las calidades de roca para el yacimiento IDO y su distribución porcentual respecto al total de muestras se observa en la Figura 2.10.

Tabla 2.4: *Rangos para clasificación de RMR_B. Fuente: elaboración propia, 2019.*

Clase	Subclase	Rango RMR_B	Calidad
1	1A	91-100	Muy buena
	1B	81-90	
2	2A	71-80	Buena
	2B	61-70	
3	3A	51-60	Regular
	3B	41-50	
4	4A	31-40	Mala
	4B	21-30	
5	5A	1-20	Muy mala

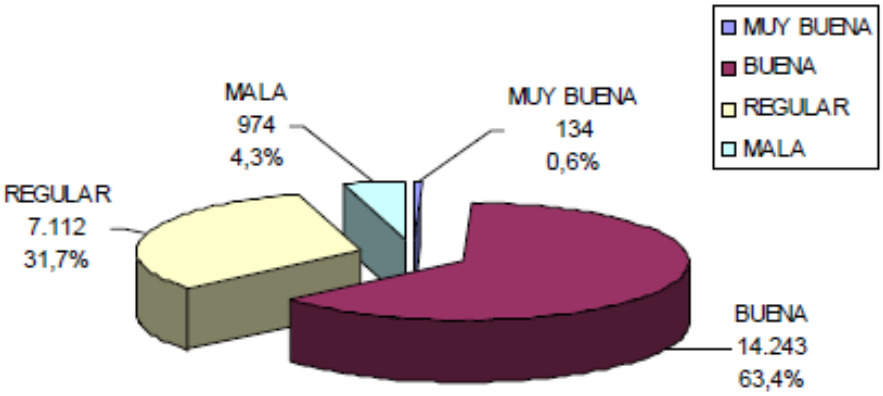


Figura 2.10: Distribución de calidades de roca para yacimiento IDO. Fuente: SRK, 2007.

Así, las subclases predominantes son la 2A y 2B, con un RMR_B medio del modelo es de 70.

2.6 MODELO ESTRUCTURAL

En el yacimiento se identificaron 15 planos de fallas principales. La información de su rumbo y manteo se indica en la Tabla 2.5 (JRI Ingeniería S.A., 2010). A su vez, la orientación de las fallas principales se aprecia en el diagrama de roseta de la Figura 2.11. Adicionalmente, el mapeo tridimensional del modelo estructural completo se encuentra en la Figura 2.12.

Tabla 2.5: *Rumbo y manteo de fallas principales. Fuente*: *JRI, 2010.*

Falla	Rumbo	Manteo
N1	N23°W	79°NE
N2	N14°W	70,05°NE
N3	N2°W	54.5NE
N4	N28°W	60,6NE
N5	N6°E	46NE
N6	N36W	81°SW
N7	N41°W	49,4°NE
N8	N46°W	75,6°SO
N9	N5,6°W	78,6SW
N10	N25°E	82°NW
N11	N2°W	47,6W
N12	N23°W	49,8°SW
N13	N14°W	60,8SW
N14	N31°W	75°SW
N15	N65°W	26,3NE

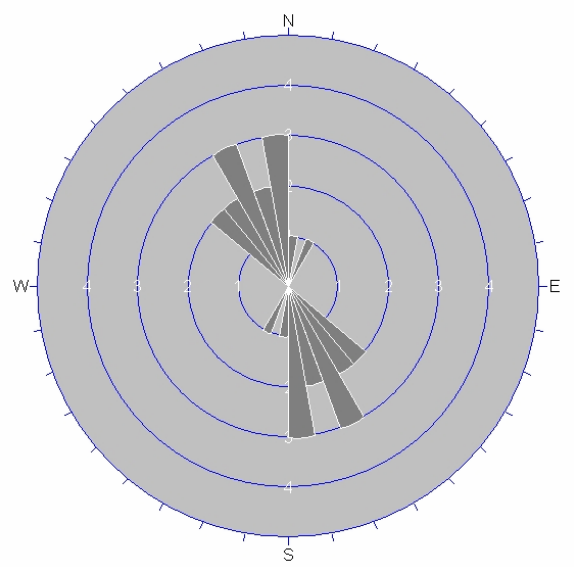


Figura 2.11: Diagrama de roseta de orientación de fallas principales. Fuente: SIGA, 2010.

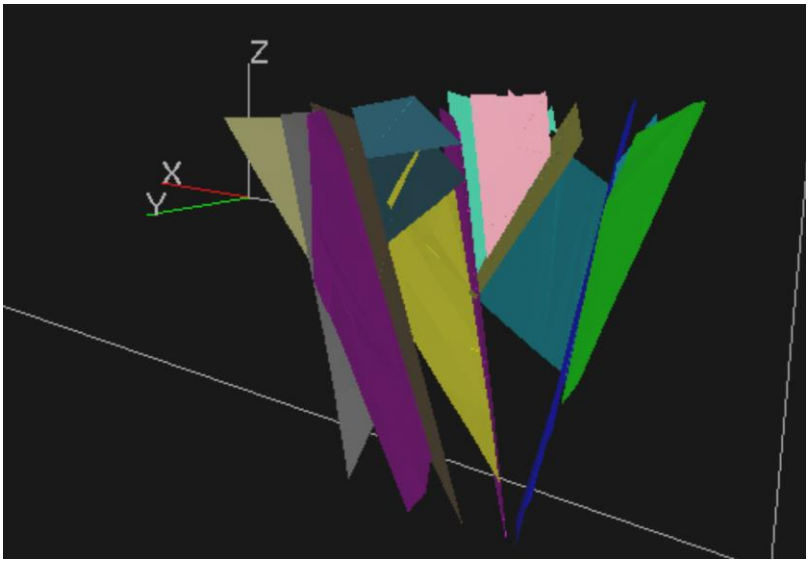


Figura 2.12: Vista general de los planos de fallas principales en 3D. Fuente: JRI Ingeniería S.A., 2010.

2.7 HIDROGEOLOGÍA

El estudio hidrogeológico realizado a partir de las mediciones de niveles de aguas subterráneas en sondajes y la topografía del sitio permitió realizar planos de curvas isofreáticas e isoprofundidad de aguas subterráneas. Además, se tomaron muestras para caracterización química del acuífero que cubre parcialmente las áreas mineralizadas. Existen dos piques donde se extrae agua subterránea con cierta periodicidad. El más cercano, a 1,8 kilómetros hacia el noroeste, recibe un flujo de 0,5 litros por segundo a 19,8 metros de profundidad. En cambio, el más lejano, a 2 kilómetros hacia el norte, recibe un flujo de 0,75 litros por segundo a 70 metros de profundidad. Estas cantidades, imposibilitan la explotación económica del recurso hídrico. Lo anterior se observa en la Figura 2.13.

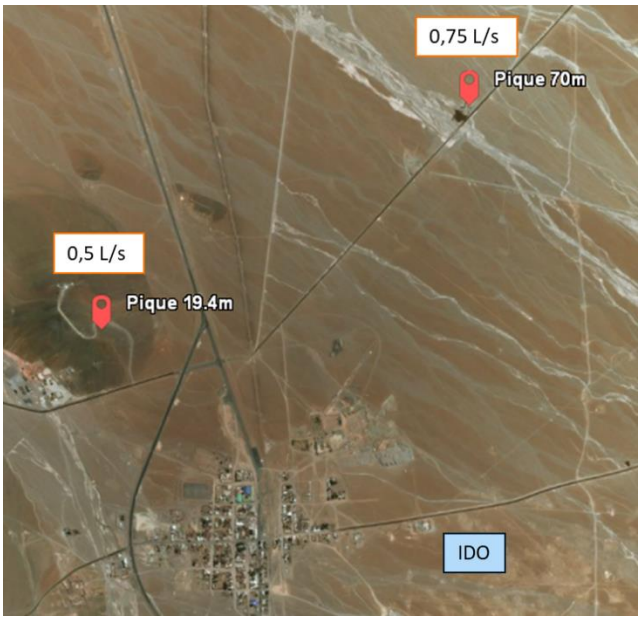


Figura 2.13: Flujos de agua en cercanías de IDO. Fuente: Elaboración propia en Google Earth, 2019.

Las precipitaciones locales corresponden al único método de recarga de la hoya hidrográfica. El almacenamiento de estas aguas es escaso, debido a que tienden a fluir como escorrentías superficiales en dirección NW. A pesar de esto, existe un acuífero de características freáticas de profundidades entre 58 y 100 metros, cuyo almacenamiento se efectúa principalmente en las gravas y transmite agua en pequeñas cantidades. La descarga subterránea de la cuenca Inca de Oro tiene un gradiente hidráulico de 3,4%, indicador de mediana a baja transmisividad hidráulica (Henríquez, 2007).

En la Figura 2.14 se muestra el comportamiento de la superficie freática del yacimiento. Se observa que el flujo de agua tiene dirección sureste a noroeste en el sector donde se ubica la minería del Proyecto Demo, a una profundidad de 70 metros aproximadamente, o sea, mayoritariamente por la interfaz grava-roca.

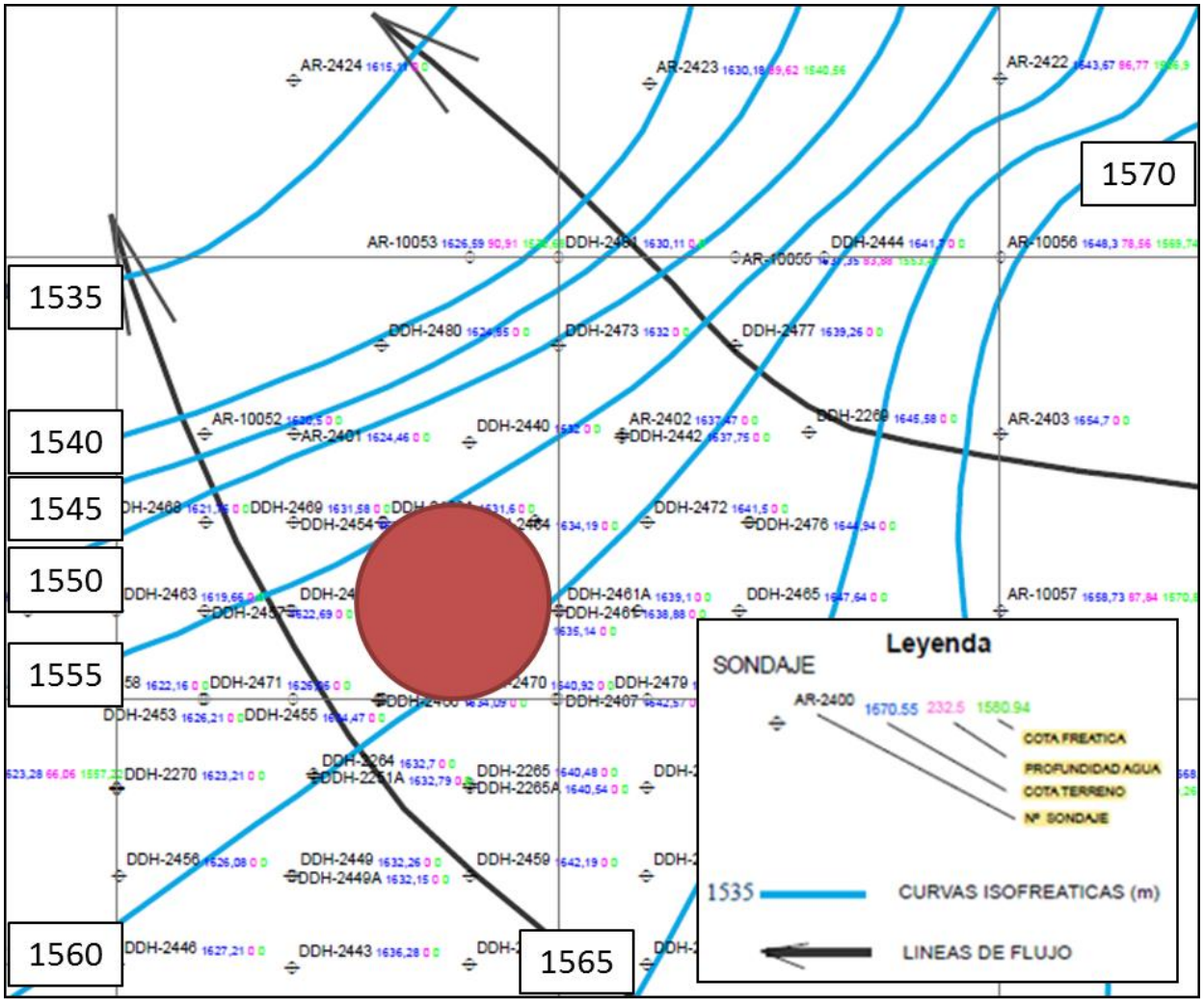


Figura 2.14: Superficie freática del yacimiento, dirección de flujo y ubicación del rajo (en círculo rojo). Fuente: Henríquez, 2007.

2.8 SISMICIDAD Y ESTADO TENSIONAL

Los sismos mayores de la zona Central-Norte de Chile tienen una cadencia de 1 entre 50 y 100 años, por lo que la probabilidad de un sismo mayor no es despreciable (JRI Ingeniería S.A., 2010). Por esto, es importante considerarlo en el análisis de estabilidad tomando en cuenta la normativa de diseño sísmico que rige en Chile, aplicada a la región en cuestión.

Adoptando el sismo que produce las mayores aceleraciones (peor caso) según la zona sísmica en la que se encuentra IDO (NCh 2369 Of.96, 2009), el coeficiente sísmico máximo probable para la zona 3 es de: A_0=0,15. Cabe destacar que esta norma no aplica para rajos, por lo que solo será considerado como un parámetro referencial. Se requiere realizar un estudio de estudio sísmico para estudiar este sector.

Hasta la fecha, no existen pruebas empíricas sobre el estado tensional en el sector específico donde se emplaza IDO. Para efectos de este estudio, se decide determinar la dirección de las tensiones principales a partir de un estudio global realizado por el GFZ (German Research Center of Geosciences). La zona de interés se observa en la Figura 2.15.

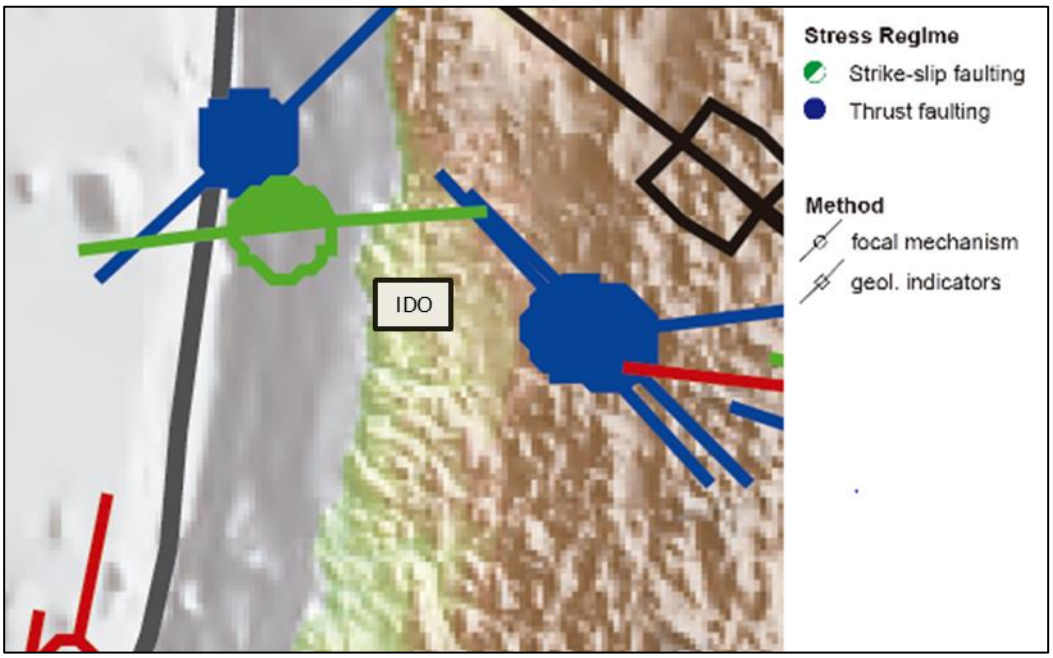


Figura 2.15: Esfuerzos principales en zona cercana a IDO. Fuente: GFZ, 2018.

3. METODOLOGÍA

En esta sección se explicará la metodología que se siguió para definir el diseño de la minería superficial y subterránea.

3.1 METODOLOGÍA MINERÍA SUPERFICIAL

El rajo se diseña de tal forma que cumpla con el objetivo de extraer la capa de gravas (capa de suelo) que está sobre la columna mineralizada y servir como espacio disponible para recibir un volumen de relaves al principio de la explotación subterránea. Las especificaciones técnicas de las dimensiones y ángulos de sus taludes están definidas, principalmente, por limitaciones operacionales y de estabilidad.

Con el fin de evaluar la estabilidad pseudo-estática bajo solicitación sísmica de los taludes del rajo de IDO, la empresa SIGA ingeniería estimó las aceleraciones horizontales máximas, valor que se adoptó como una medida de la intensidad del movimiento del terreno (SIGA, 2010). Se asume que el efecto dinámico de un evento sísmico real se puede asimilar a una fuerza inercial estática que actúa en contra de la estabilidad del talud.

Se realiza un análisis de estabilidad estático y pseudo-estático de equilibrio límite al rajo determinado por el encargado del diseño minero/geomecánico en el *software* Slide 2018. Para ello, se proyecta la geometría bidimensional del rajo en el caso más inestable y se asignan las propiedades de los materiales que lo rodean. Luego se calculan las posibles superficies circulares globales de falla según el método de cálculo por dovelas de Morgenstern-Price (Morgenstern & Price, 1965), prestando especial atención a las que representen la condición más desfavorable. Según lo expuesto en el capítulo 2.7, no se considera la presencia de agua.

3.2 METODOLOGÍA MINERÍA SUBTERRÁNEA

3.2.1 HUNDIBILIDAD

Considerando los parámetros geomecánicos que influyen en la columna del *caving*, se determina el área de hundibilidad según el gráfico de Laubscher (Bartlett, 1998).

En primer lugar, se toman en cuenta las propiedades de las clases resistentes predominantes según RMR_B en el modelo. Luego, con el valor del RMR_B se determina el RMR_L a través de un gráfico especial para este propósito, desarrollado en base a datos empíricos internos de la empresa JRI Ingeniería S.A., el que se ve en la Figura 3.1.

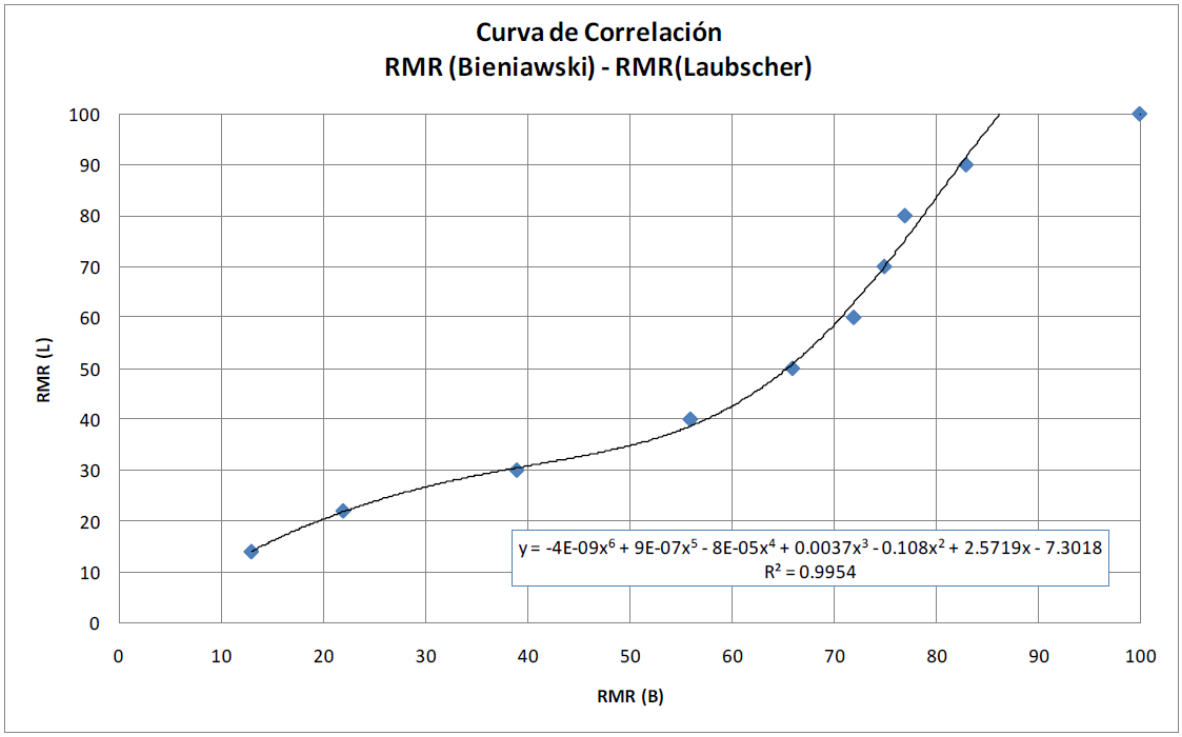


Figura 3.1: Curva de correlación entre RMR_L y RMR_B. Fuente: JRI Ingeniería S.A., 2010.

Luego, se determina el MRMR (Laubscher, 1984), utilizando factores modificantes por tronadura, intemperismo, orientación estructuras y esfuerzos inducidos (ver Tabla 3.1).

Tabla 3.1: *Factores modificantes para cálculo del RMR_L. Fuente: JRI, 2010.*

Ajustes	Rango	Factor
Tronadura	0,8-1,0	0,9
Intemperismo	0,3-1,0	1,0
Orientación estructuras	0,6-1,0	1,0
Esfuerzos inducidos	0,6-1,2	0,8

Finalmente, se ingresa con este valor al gráfico de Laubscher (Figura 3.2), y se define el radio hidráulico (RH) mínimo que posibilite el *caving*.

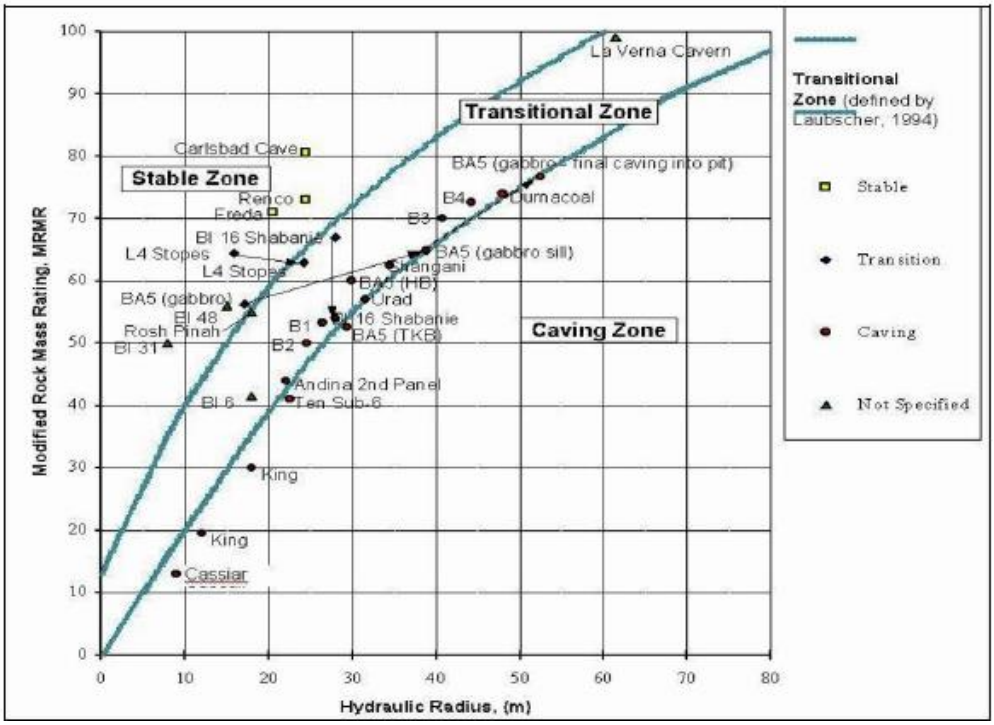


Figura 3.2: Gráfico de hundibilidad de Laubscher. Fuente: Bartlett, 1998.

3.2.2 ORIENTACIÓN OBRAS SUBTERRÁNEAS

A su vez, las obras subterráneas se orientan lo más perpendicularmente posible a las intersecciones de los planos de fallas que podrían provocar una inestabilidad en los techos de las galerías, de manera de minimizar este riesgo (Hoek & Brown, 1980), como se observa en la Figura 3.3.

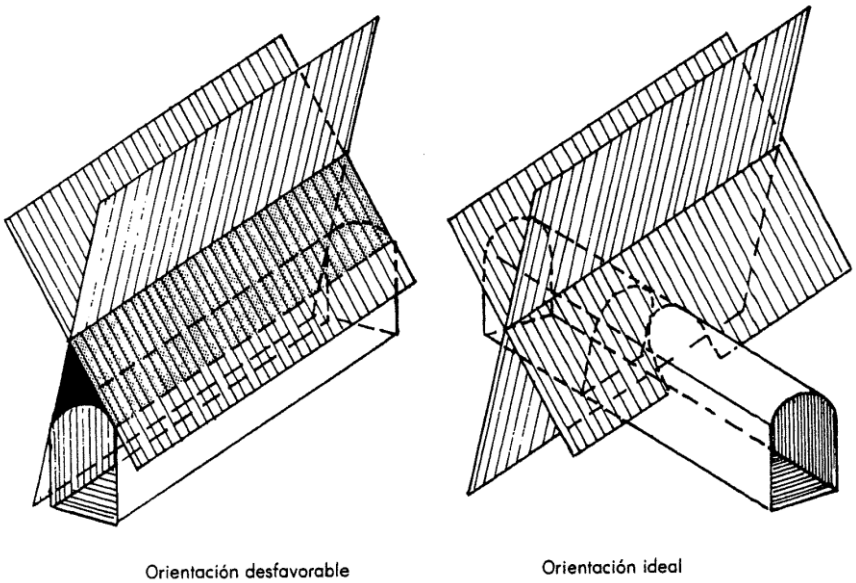


Figura 3.3: Efecto de la orientación de obras subterráneas sobre la formación de cuñas inestables en roca. Fuente: Hoek & Brown, 1980.

3.2.3 DIRECCIÓN DE AVANCE DEL CAVING

La dirección de avance del *caving* es en la misma que el esfuerzo principal, con el fin de que este ayude al avance de la explotación (Brown, 2007), tal como se ve en la Figura 3.4.

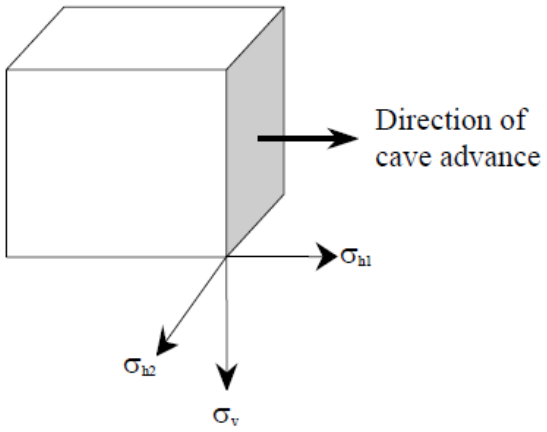


Figura 3.4: Relación entre la dirección de avance del *caving* y los esfuerzos principales. Fuente: Brown, 2007.

4. DISEÑO

En esta sección se mostrará el diseño definitivo para la minería superficial y subterránea, además del modelo utilizado en el análisis del Proyecto Demo WLM en FLAC3D.

4.1 DISEÑO MINERÍA SUPERFICIAL

Se determinaron bancos con ángulo de cara de banco de 60°, estimado por las propiedades de las gravas; y una altura igual a 10 metros con 3 metros de ancho de berma, por el alcance típico de los equipos que operarán en el área. Con lo anterior, el ángulo de talud global es de 49° y el ángulo interrampa no aplica, ya que la rampa de 25 metros de ancho no alcanza a dar más de 1 vuelta completa al rajo. Dado que el objetivo de la explotación superficial es sacar la capa de gravas sobre el yacimiento (*prestripping*), la profundidad total del rajo no supera el grosor de dicha capa, o sea, 50 metros (5 bancos).

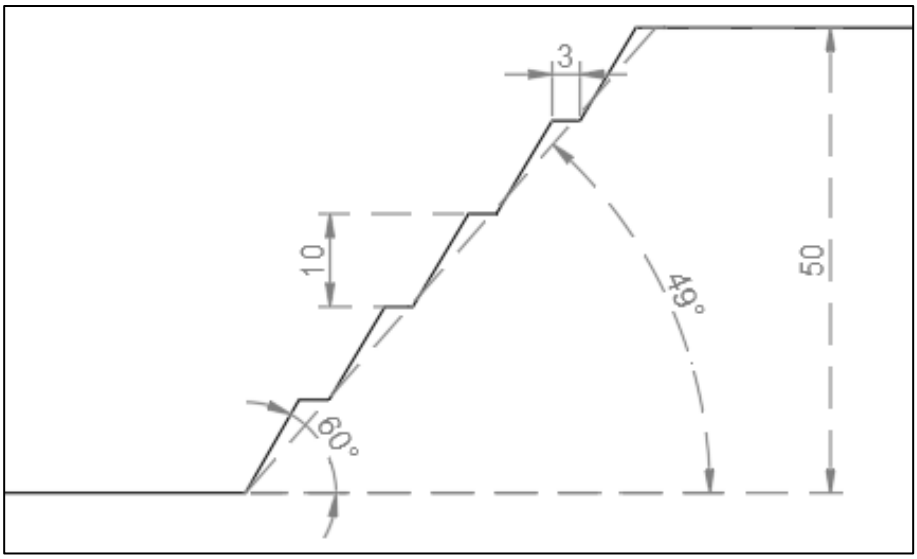


Figura 4.1: Sección en corte del rajo con parámetros geométricos de diseño, para el caso de análisis más inestable. Fuente: elaboración propia en AutoCAD, 2019.

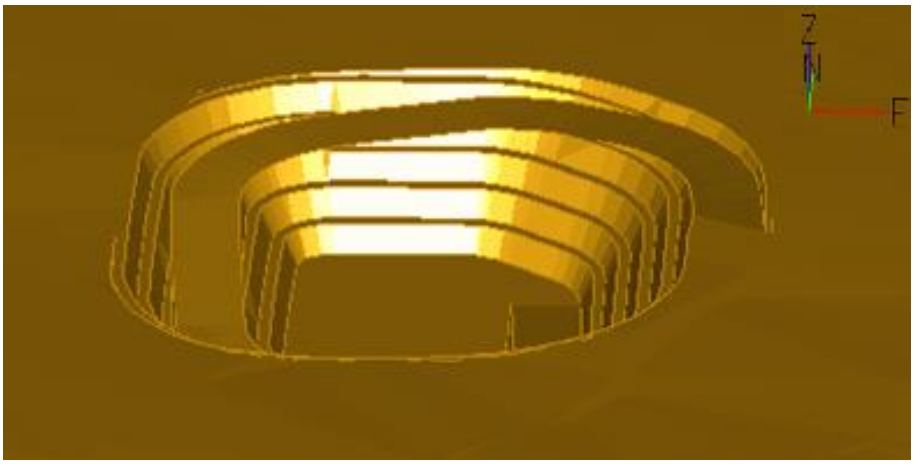


Figura 4.2: Vista oblicua general del rajo. Fuente: elaboración propia en Minesight, 2019.

Este diseño del rajo se modela en Slide. Se considera la geometría para el caso más inestable, lo que se observa en la Figura 4.1. Con el objetivo de simplificar el modelo y acelerar su procesamiento, se unifican las 3 unidades geotécnicas (UG) más comunes de la Tabla 2.3 en una sola llamada “Roca”. Sus propiedades corresponden a una aproximación del promedio ponderado del trío, de acuerdo a la fracción que representen de todo el modelo. Además, se les asigna el modelo constitutivo de Hoek & Brown. Así, las propiedades geomecánicas para el macizo rocoso ingresadas a los modelos en *software*, se muestran en la Tabla 4.1.

Tabla 4.1: *Propiedades geomecánicas de los materiales correspondientes a macizo rocoso utilizados en el modelo. Fuente: informes de EMSA, SAM y SRK.*

Material	**Densidad [gr/cm^3]**	**UCS [MPa]**	**mb [-]**	**S [-]**	**a [-]**	**E [MPa]**	**v [-]**	**Tracción [MPa]**
Macizo Rocoso	2,625	96,00	3,8	0,0055	0,505	10000	0,188	9,00

Adicionalmente, las gravas se ingresan según las propiedades expuestas en la Tabla 2.2. En este caso, el modelo constitutivo corresponde a Mohr-Coulomb.

Con lo anterior, el diseño del modelo de Slide para verificar la estabilidad global de la minería superficial se observa en la Figura 4.3.

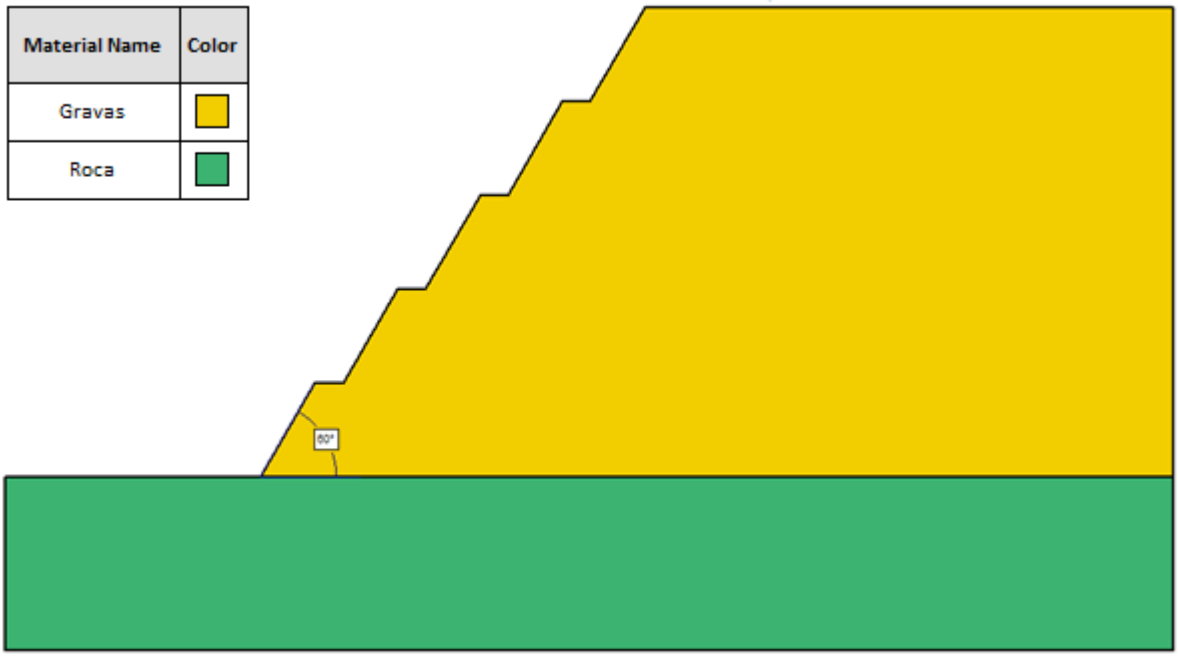


Figura 4.3: Geometría de modelo en Slide. Fuente: elaboración propia en Slide 2018.

El criterio de aceptabilidad para los taludes corresponde a obtener un factor de seguridad (FS) de 1,30 en condición estática, y un FS de 1,00 en condición pseudo-estática.

4.2 DISEÑO MINERÍA SUBTERRÁNEA

4.2.1 HUNDIBILIDAD

Como ya se dijo en la sección 2.5, el RMR_B medio de la roca del modelo es de 70. Con este valor, se obtiene el RMR_L a través de la curva de la Figura 3.1, obteniéndose un RMR_L de 59. Luego, aplicando los factores modificantes que se observan en la Tabla 3.1, se obtiene un MRMR promedio de 43.

Se procede a calcular el área mínima de hundimiento para que se produzca el *caving*, apoyándose en la Figura 3.2. Se observa que el RH mínimo para que se produzca el *caving* es de 22. Así, se determina que la base del bloque a extraer es de 80x100 metros. Adicionalmente, la altura de la columna es de 240 metros.

4.2.2 ORIENTACIÓN OBRAS SUBTERRÁNEAS

Para determinar la orientación de las obras subterráneas se utilizó la roseta de la Figura 2.11, desde donde se desprende que la orientación principal de las fallas es en la dirección N-S aproximadamente. Por lo tanto, las calles estarán orientadas en la dirección E-W, como se observa en el nivel de producción en la Figura 4.4.

4.2.3 DIRECCIÓN DE AVANCE DEL CAVING

La dirección del esfuerzo principal máximo en la zona donde se emplaza el yacimiento es E-W aproximadamente (German Research Centre for Geosciences, 2018). Por lo tanto, la dirección de avance del *caving* será en esa dirección.

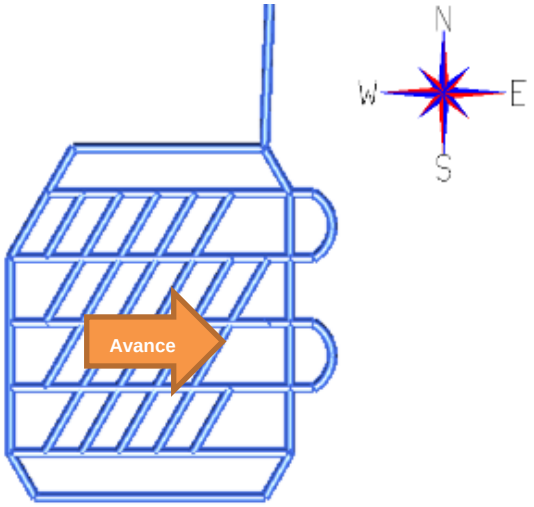


Figura 4.4: Dirección de avance en nivel de producción. Fuente: elaboración propia en Minesight, 2019.

5. VERIFICACIÓN

En esta sección se analizarán los resultados de la verificación de la estabilidad del rajo y de la minería subterránea.

5.1 VERIFICACIÓN ESTABILIDAD MINERÍA SUPERFICIAL

Luego de preparar la geometría del modelo en el *software* Slide, se asignan las propiedades de las gravas según la Tabla 2.2, y de la roca que se indican en la Tabla 2.3.

A continuación, se muestran los resultados de los análisis de estabilidad global realizado para los 5 taludes en el programa Slide 2018.

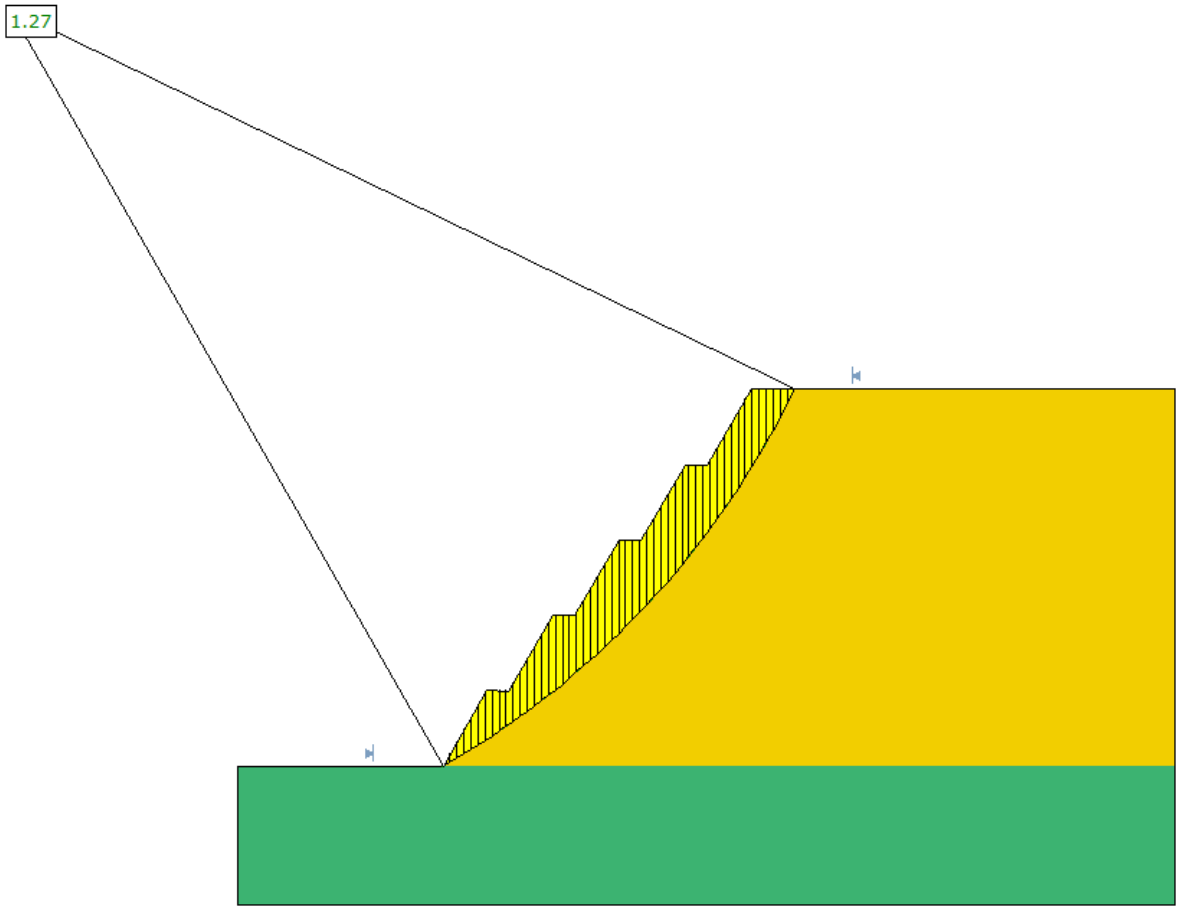


Figura 5.1: Estabilidad global del rajo, FS=1,27. Fuente: elaboración propia en Slide, 2019.

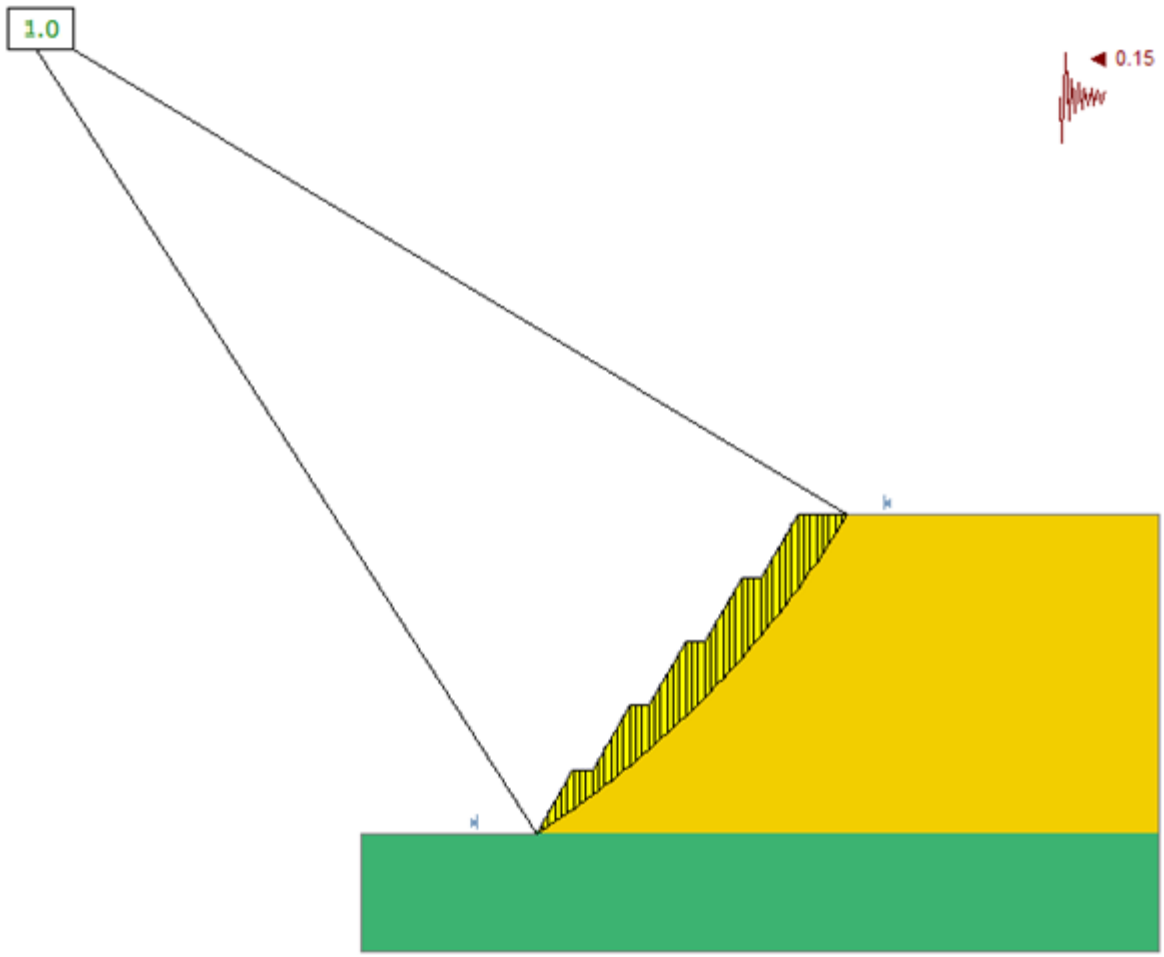


Figura 5.2: Estabilidad global del rajo bajo solicitación sísmica, FS=1.0. Fuente: elaboración propia en Slide, 2019.

De la Figura 5.1 y la Figura 5.2 se concluye que el diseño del rajo es estable.

5.2 VERIFICACIÓN COMPORTAMIENTO GEOMECÁNICO MINERÍA SUBTERRÁNEA

Como una primera aproximación, se calcula el ángulo de fracturamiento asociado a la subsidencia proveniente del *caving*, basándose solo en el RMR_B y la profundidad de la columna, según los gráficos que se observan en la Figura 5.3 y Figura 5.4.

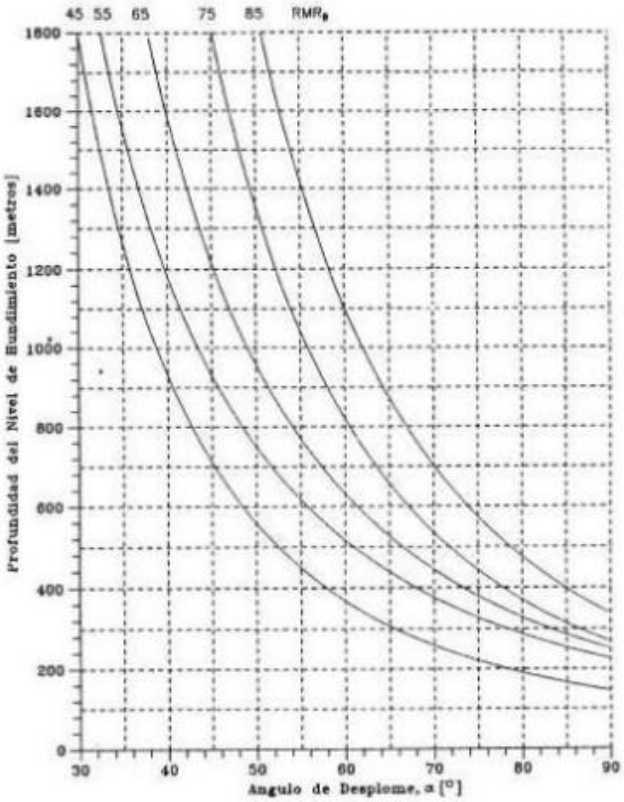


Figura 5.3: Ángulo de desplome en base a profundidad del nivel de hundimiento y RMR_B. Fuente: Cavieres y Díaz, 1992.

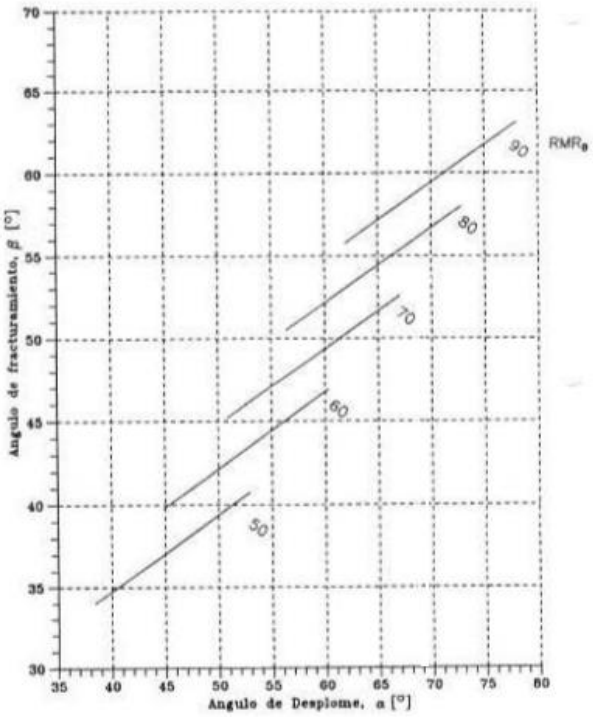


Figura 5.4: Ángulo de fracturamiento en base a ángulo de desplome y RMR_B. Fuente: Cavieres y Díaz, 1992.

La modelación para verificar el comportamiento geomecánico de la minería subterránea se lleva a cabo en un *software* geotécnico especializado en este tipo de estudios llamado FLAC, desarrollado por la empresa Itasca CG Inc. Utiliza una formulación explícita de las diferencias finitas para modelar comportamientos complejos de manera continua, siendo capaz de representar materiales de comportamiento no lineal, inestabilidad, y grandes desplazamientos y deformaciones. Permite modelar en dos o tres dimensiones (FLAC o FLAC3D, respectivamente), dependiendo de las exigencias del diseño.

Se preparan dos modelos en el *software* Phase2, desarrollado por la empresa Rocscience. Este programa se basa en análisis bidimensional de elementos finitos, y se utiliza especialmente para diseño subterráneo y excavaciones superficiales. Para este trabajo, se realiza un análisis de deformación plana para el caso tradicional y con WLM.

El *software* FLAC se puede aplicar en diversas áreas de la ingeniería, tales como minería, geotécnica y civil. Suele ser muy útil para modelar taludes, túneles, cavernas, embalses, muros, entre otros, tanto en roca como en suelos. Además, permite simular discontinuidades, flujos, refuerzos, sismos y gradientes térmicos. En este caso, se preparan modelos bidimensionales y tridimensionales, para el caso tradicional y con WLM.

5.2.1 RESULTADOS ÁNGULO FRACTURAMIENTO

Basándose en los gráficos de la Figura 5.3 y Figura 5.4, así como del RMR_B indicado en el capítulo 2.5 (equivalente a 70), y una profundidad del nivel de hundimiento de 240 metros, se obtiene un ángulo de fracturamiento para la subsidencia de aproximadamente 60°.

Este valor estaría asociado al modelo sin WLM, ya que asume que la columna queda vacía (sin relaves).

5.2.2 GEOMETRÍA DEL MODELO

Se diseña la misma geometría expuesta en la Figura 4.1, pero ambos taludes. Por simplicidad, el diseño no considera la topografía superficial ni la rampa, por lo que se aprecia un modelo simétrico.

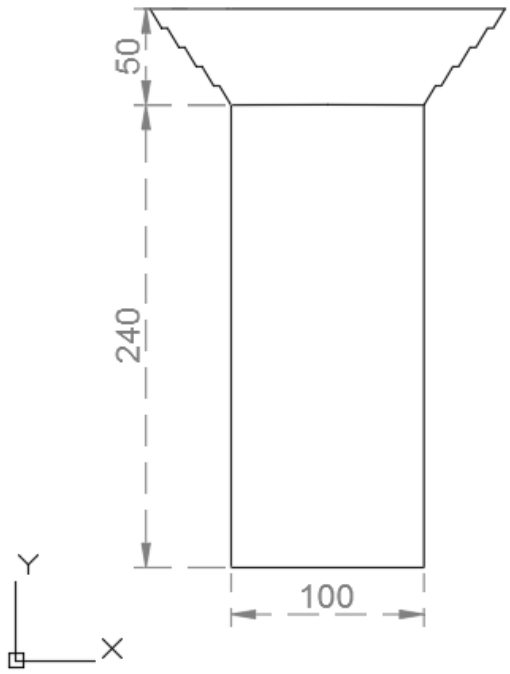


Figura 5.5: Geometría para Phase2. Fuente: elaboración propia en AutoCAD, 2019.

5.2.3 CONDICIONES DE BORDE E INICIALES

Se restringe el desplazamiento horizontal en los límites laterales del modelo, así como el desplazamiento vertical en el límite inferior. Además, se considera como condición inicial de tensiones principales, la tensión vertical igual a la presión litoestática ($\sigma_v = \gamma h$) y una razón de esfuerzos horizontales/verticales de k=1,5 para considerar el efecto de los esfuerzos tectónicos.

5.2.4 PROPIEDADES GEOMECÁNICAS DE LOS MATERIALES

En este modelo se considera la roca como un solo grupo, según las propiedades indicadas en la Tabla 4.1 para el material de macizo rocoso, así como las gravas según la Tabla 2.2. Las propiedades de los materiales Quebrado, Tampón y Relaves se asignaron de acuerdo a la experiencia del consultor. se indican en la Tabla 5.1.

Tabla 5.1: *Propiedades geomecánicas de los materiales granulares utilizados en el modelo. Fuente: JRI Ingeniería S.A.*

Material	Densidad [gr/cm^3]	Φ [°]	c [KPa]	E [MPa]	v [-]
Quebrado	1,620	45	10	35	0,300
Tampón	2,120	45	10	35	0,200
Relaves	1,790	5	0	7	0,300

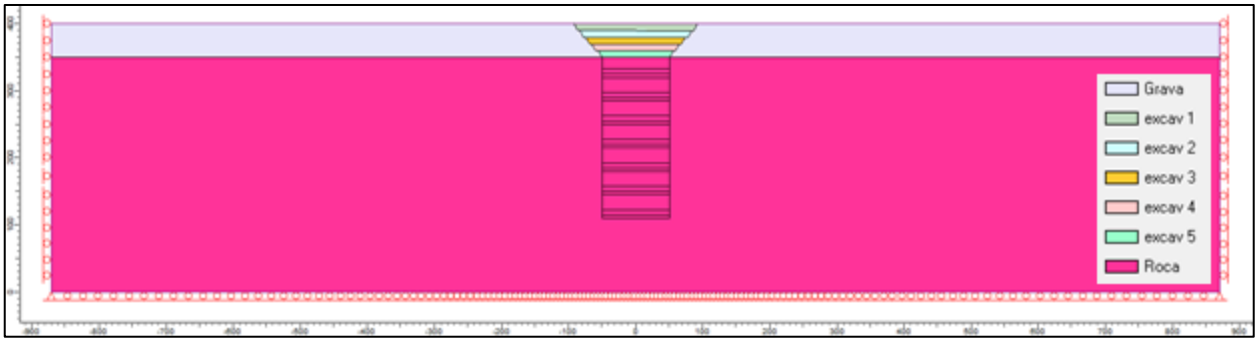


Figura 5.6: Grupos asignados en el modelo de Phase2, al principio de la modelación. Fuente: elaboración propia, 2019.

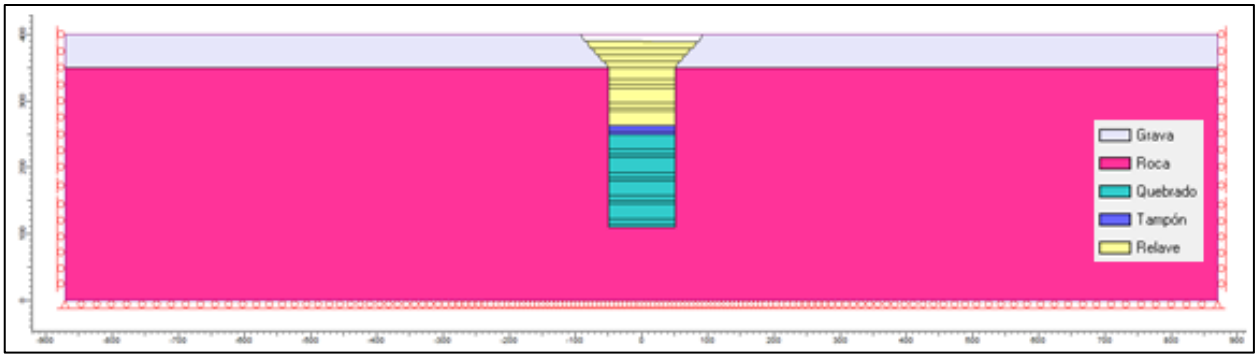


Figura 5.7: Grupos asignados en el modelo de Phase2, durante una etapa posterior de la modelación del caso con WLM. Fuente: elaboración propia, 2019.

5.2.5 DISCRETIZACIÓN DEL MODELO

Se genera la grilla automáticamente por el programa, y luego se afina en las cercanías de los lugares críticos del modelo, tales como el rajo y el *caving*. Las dimensiones totales del modelo son 1740 metros de ancho y 400 metros de alto, modelado con elementos triangulares.

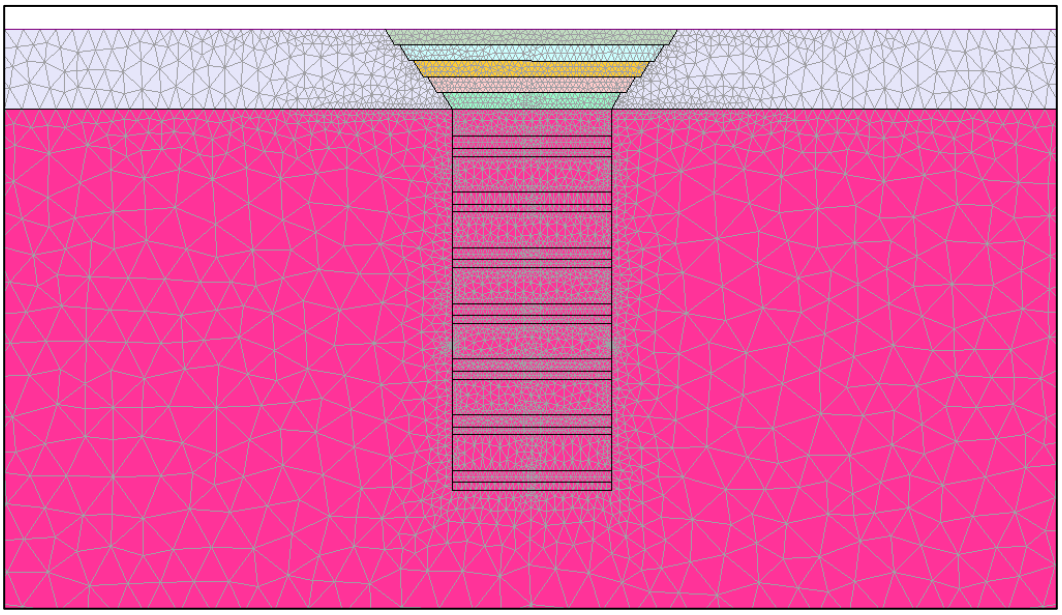


Figura 5.8: Malla de Elementos Finitos del modelo en Phase2. Fuente: elaboración propia, 2019.

5.2.6 SECUENCIA DE MODELAMIENTO

Se comienza con la extracción de cada banco del rajo, secuencialmente. Intercalado a cada paso, se reinician los desplazamientos.

Luego, se coloca un tampón de 10 metros de alto en el fondo del rajo, cuyo objetivo es evitar que el relave en pasta que se depositará sobre él difunda hacia los puntos de extracción, para lo cual debe tener características específicas de granulometría y altura. Con el fin de mantener el volumen de material, al ingresar a la columna del *caving*, su altura cambia a 12 metros, ya que tiene menor área transversal. Según un estudio previo realizado por JRI sobre la penetración de relaves espesados en medios granulares, estas dimensiones y características del tampón aseguran su correcto funcionamiento.

Posterior a la excavación del rajo, se comienza a simular la secuencia de la minería subterránea, la que se inicia con la excavación de 5 metros en el extremo inferior de la columna del caving. Esto simula la explotación de la batea. Luego la simulación considera 35 metros de material quebrado, dejando siempre sobre este material 5 metros de air gap con el objetivo de simular el progreso del caving.

Una vez la “fractura” llega al fondo del rajo, se comienza la extracción del material quebrado y descenso del tampón. En el caso del modelo WLM, también se incluye el vertido de relaves sobre el tampón. Esto ocurre descendiendo secuencialmente cada 35 metros, hasta llegar al fondo del *caving*. En ese momento, se da por terminada la modelación en Phase2.

5.2.7 RESULTADOS OBTENIDOS DEL MODELAMIENTO

En primer lugar, se observa el comportamiento del macizo al realizar el corte basal de 5 metros de alto en la Figura 5.9.

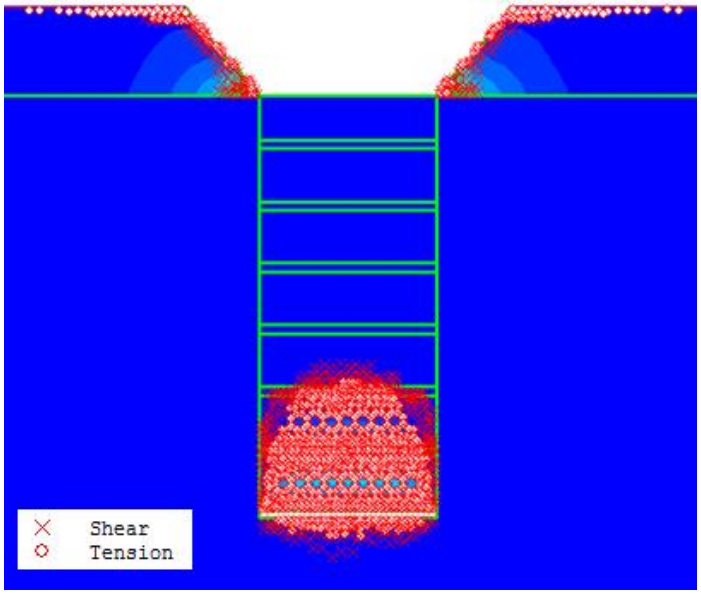


Figura 5.9: Elementos que fallan en el modelo. Fuente: elaboración propia en Phase2, 2019.

Se aprecia que el techo de la sección extraída en la base del bloque del *caving* efectivamente colapsa, iniciando la propagación de la fractura. Esto se observa en la zona coloreada en rojo, que es la zona dónde el macizo presente deformaciones plásticas.

A continuación, se analizan los resultados principales del modelo sobre la subsidencia que provoca la minería subterránea. En primer lugar, se define la zona de influencia de la subsidencia cuando se supere un valor límite de deformaciones horizontales de tensión (Ɛ). Para este trabajo, se considera un límite de $\varepsilon \geq 3 \times 10^{-3}$, ya que es el valor típico en el que el concreto comienza a agrietarse (Flores, 2005).

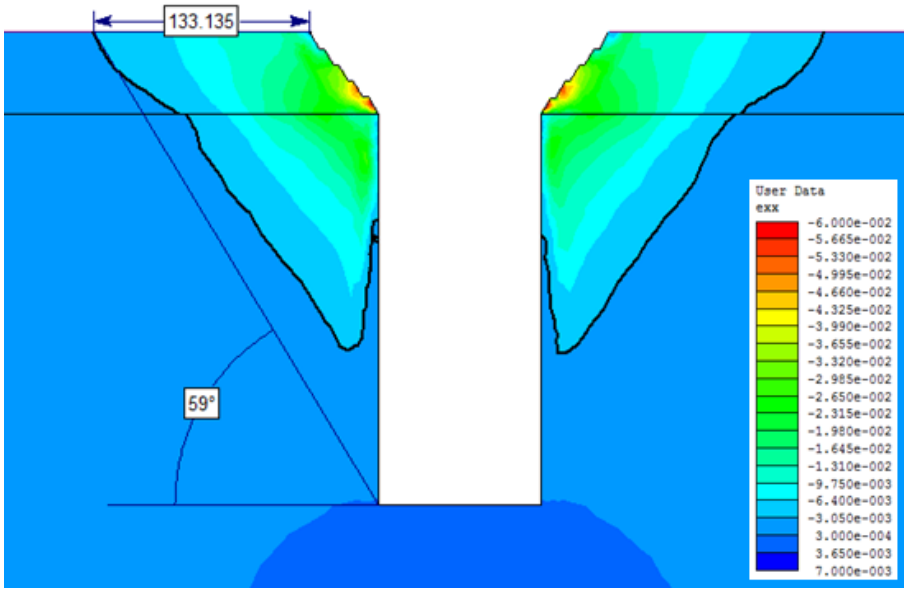


Figura 5.10: Contornos de Ɛ y límite zona de influencia (línea negra) para modelo sin WLM. Fuente: elaboración propia en Phase2, 2019.

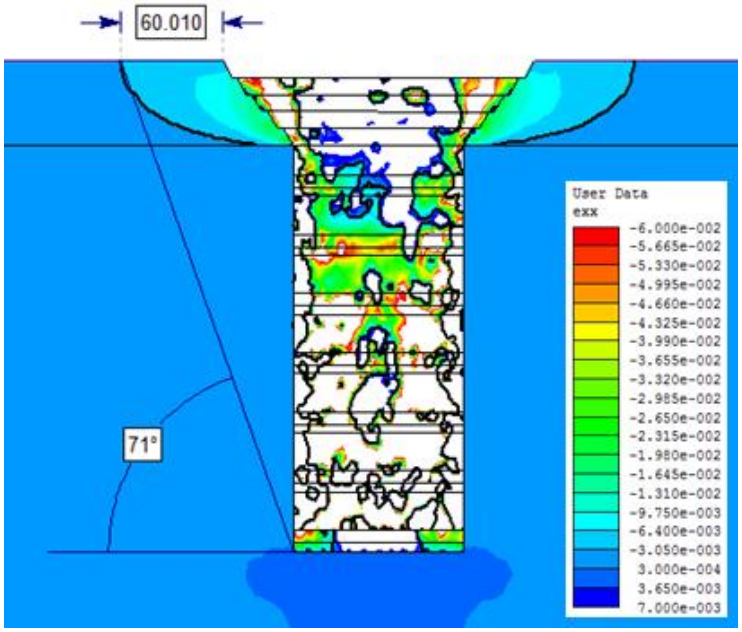


Figura 5.11: Contornos de Ɛ y límite zona de influencia (línea negra) para modelo con WLM. Fuente: elaboración propia en Phase2, 2019.

En primer lugar, el ángulo que caracteriza al modelo sin WLM es prácticamente igual al que indica la teoría (59° versus 60°, respectivamente). Se observa que el método WLM reduce notablemente la extensión de la subsidencia medida desde el límite del rajo (133 metros a 60 metros), y el ángulo de subsidencia se empina desde 59° a 71°, respectivamente. Además, en la Figura 5.11 del modelo con WLM se observa que la subsidencia no se desarrolla a la largo de la columna del *caving*, sino que solamente se observa un efecto en el rajo relacionado con la inestabilidad de sus paredes.

Cabe destacar que los relaves que se aprecian en la Figura 5.11 dentro de la columna del *caving* tienen deformaciones superiores al límite establecido. Los relaves plastifican, se deforman producto del empuje generado por las paredes de la columna de extracción.

Para el análisis de la subsidencia, también se considera el efecto de las deformaciones de corte máximas y de los elementos que plastifiquen. Estos parámetros sirven para evaluar el ángulo de quiebre relacionado a la falla que se produzca en el modelo (Flores, 2005).

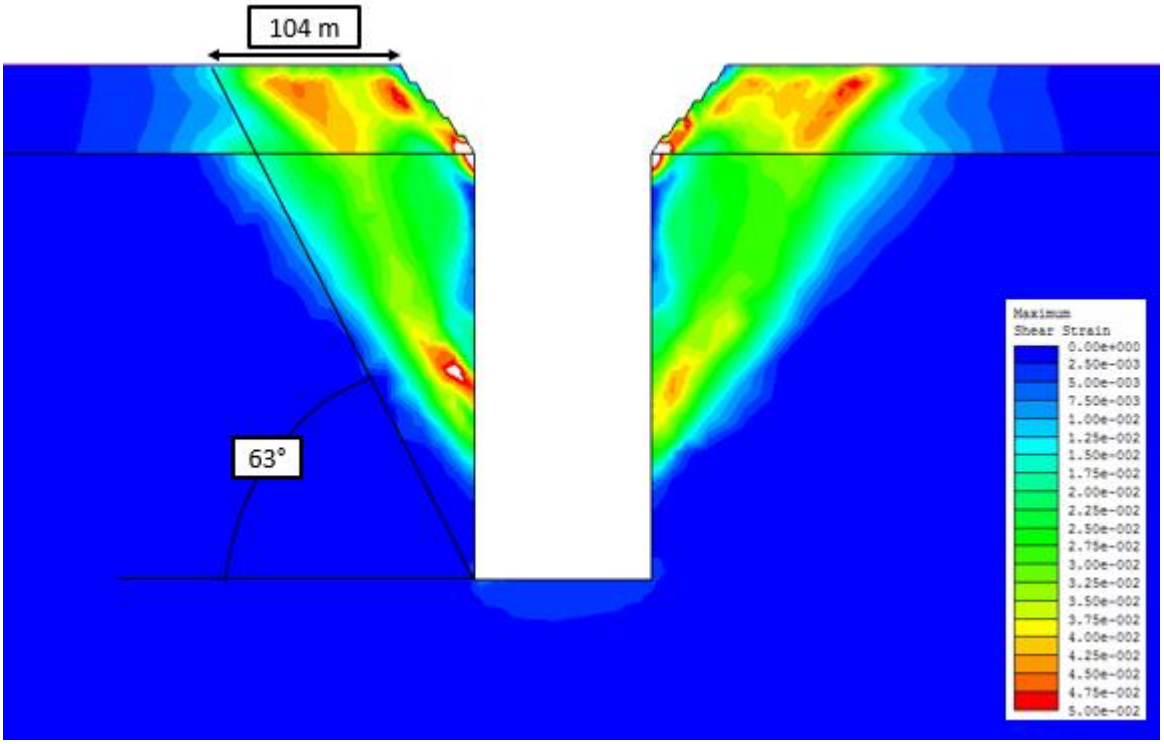


Figura 5.12: Deformaciones de corte máximas para modelo sin WLM. Fuente: elaboración propia en Phase2, 2019.

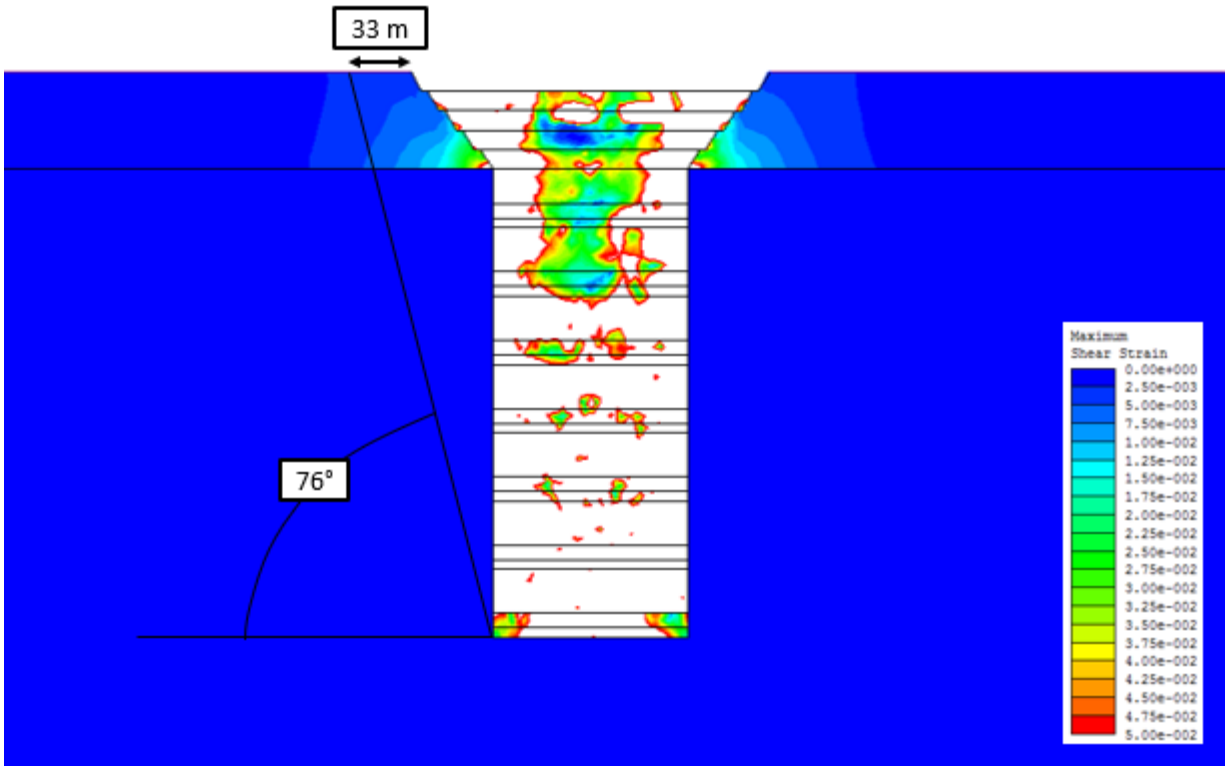


Figura 5.13: Deformaciones de corte máximas para modelo con WLM. Fuente: elaboración propia en Phase2, 2019.

Se aprecia que en el modelo que considera el método WLM se reducen notablemente las deformaciones de corte máximas, pasando de 5% a 2% aproximadamente en los sectores más críticos. Adicionalmente, los parámetros que caracterizan la subsidencia según las deformaciones de corte máximas (Figura 5.12 y Figura 5.13) se asemejan a los que se observan en las deformaciones horizontales de tensión (Figura 5.10 y Figura 5.11).

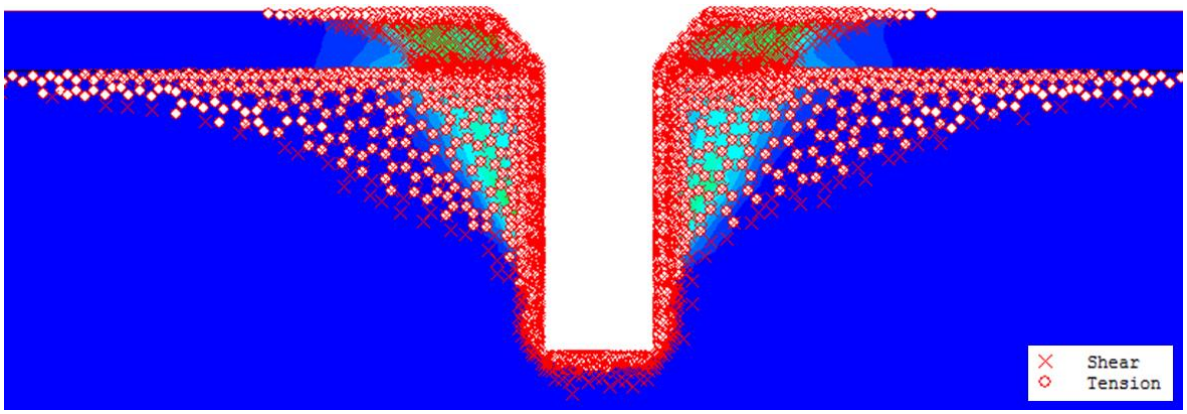


Figura 5.14: Elementos que plastifican en el modelo sin WLM. Fuente: elaboración propia en Phase2, 2019.

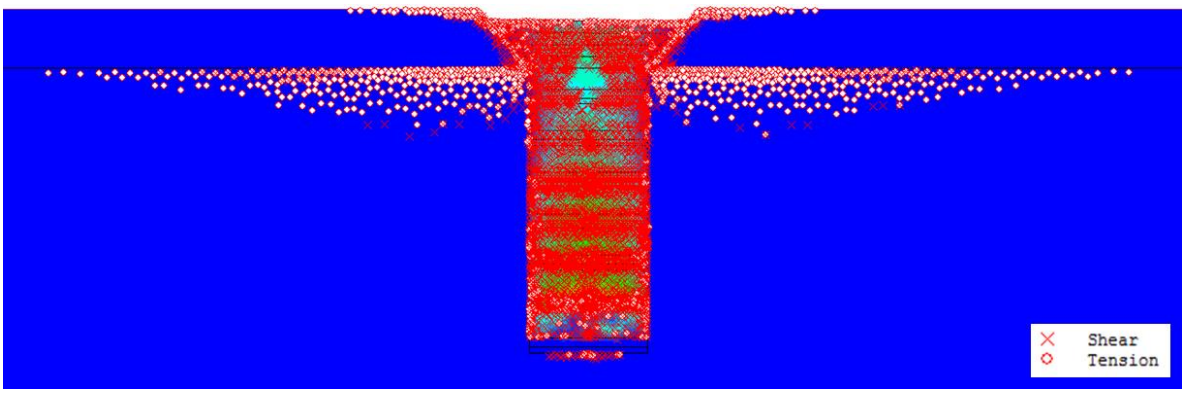


Figura 5.15: Elementos que plastifican en el modelo con WLM. Fuente: elaboración propia en Phase2, 2019.

Se observa una disminución en la cantidad de elementos en zona de plastificación en correspondencia con la columna del caving gracias al método WLM, pero en ambos modelos se aprecia una distribución de elementos que plastifican a la altura de la interfaz grava-roca.

En la Figura 5.15 se aprecian los relaves plastificados lo que se debe a que estos contienen las deformaciones del macizo rocoso e impiden su deformación.

5.2.8 VERIFICACIÓN DE ESTABILIDAD POR MEDIO DE DIFERENCIAS FINITAS BIDIMENSIONAL

La geometría del modelo; condiciones de borde e iniciales, leyes constitutivas y parámetros geomecánicos de los materiales son iguales a los utilizados en el modelo descrito anteriormente.

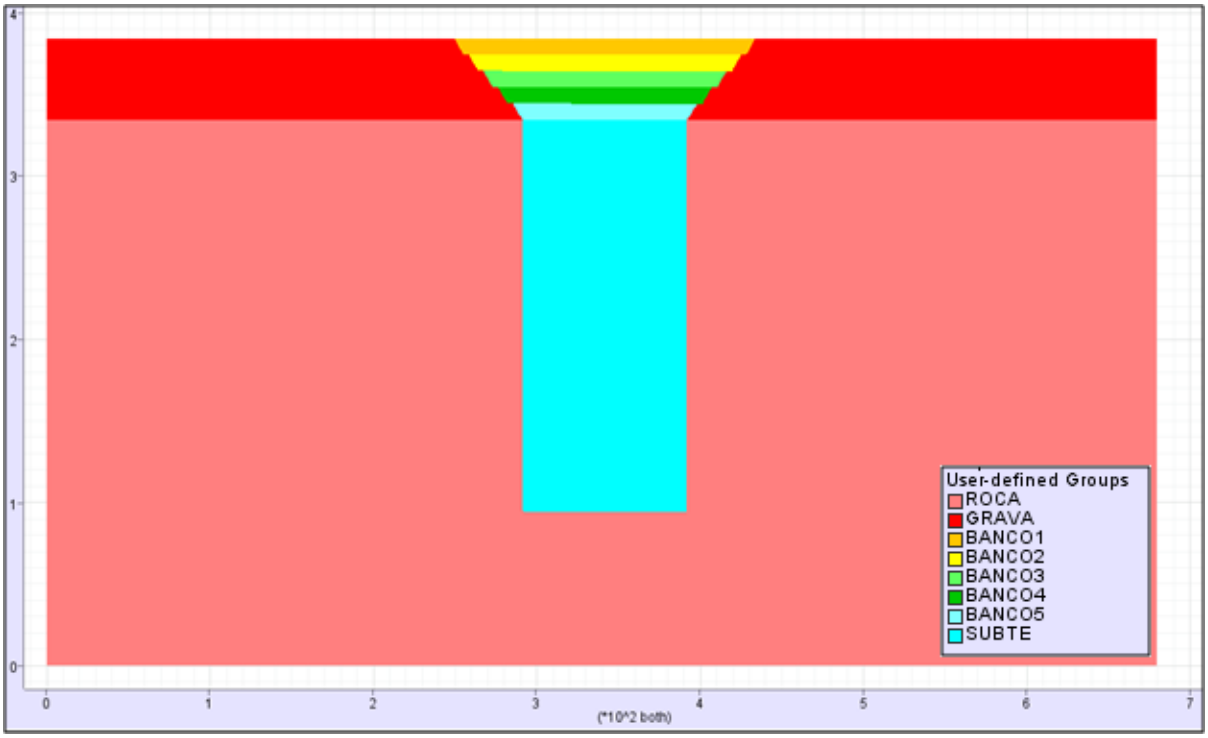


Figura 5.16: Grupos presentes en el modelo 2D preparado en FLAC. Fuente: elaboración propia, 2019.

5.2.9 DISCRETIZACIÓN DEL MODELO FLAC

En el caso del modelo bidimensional preparado en FLAC, sus dimensiones son de 680 metros de ancho y 384 metros alto, con un tamaño de elemento de malla de 1 metro en las cercanías del rajo y *caving*.

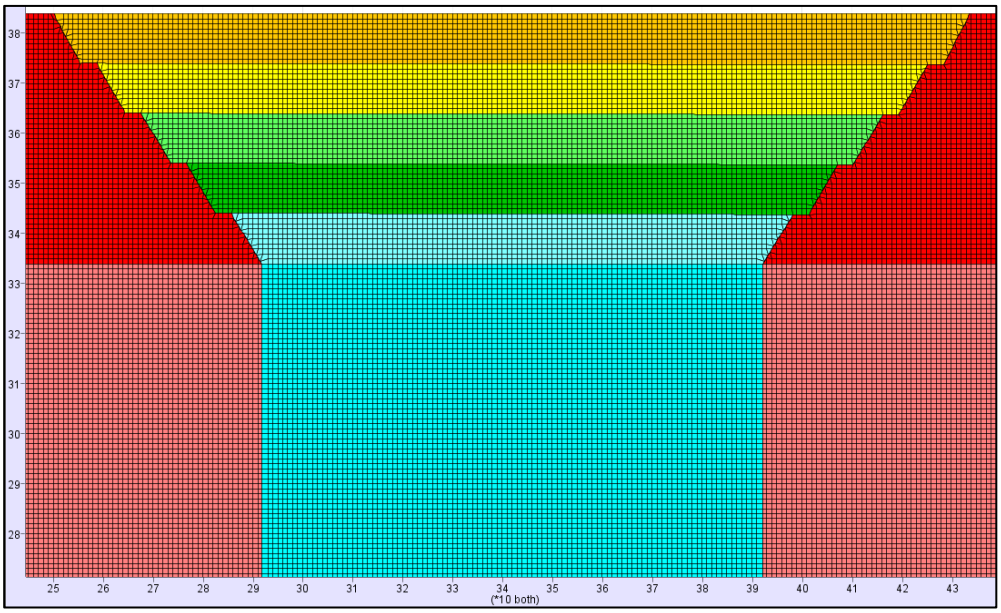


Figura 5.17: Modelo en FLAC con malla de 1x1x1 metros. Fuente: elaboración propia, 2019.

5.2.10 RESULTADOS DEL MODELO EN FLAC 2D

La secuencia de modelación es la misma que la explicada anteriormente en el capítulo 5.2.6. En primer lugar, se observa el comportamiento del macizo al realizar el corte basal de 5 metros de alto en la Figura 5.18.

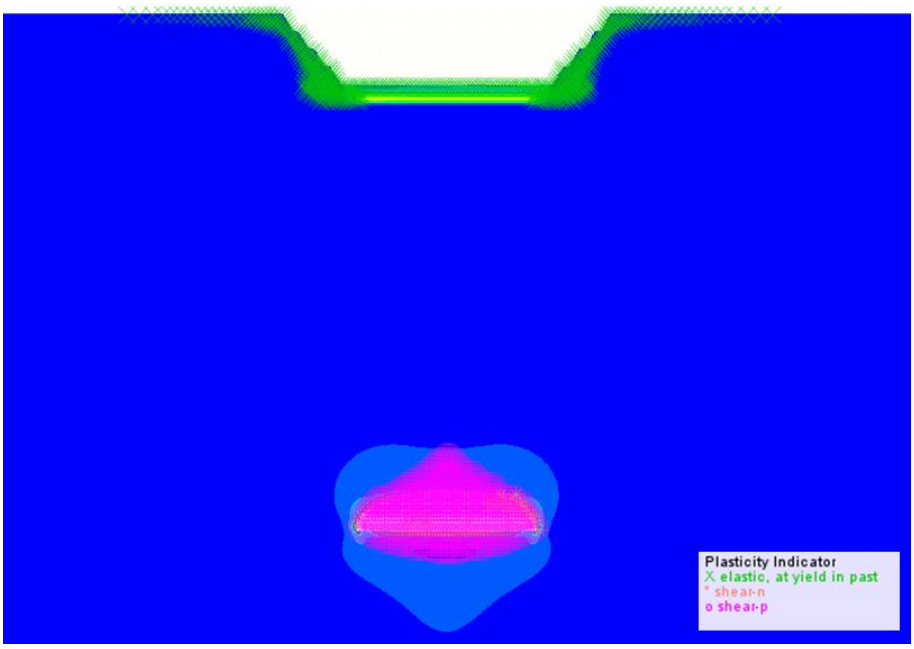


Figura 5.18: Elementos que fallan en el modelo. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019.

Se aprecia que el techo de la sección extraída en la base del bloque del *caving* efectivamente colapsa, iniciando la propagación de la fractura.

Se define la zona de influencia de la subsidencia cuando se supere un valor límite de deformaciones horizontales de tensión (Ɛ). Para este trabajo, se considera un límite de $\varepsilon \geq 3 \times 10^{-3}$, ya que es el valor típico al que el concreto comienza a agrietarse (Flores, 2005).

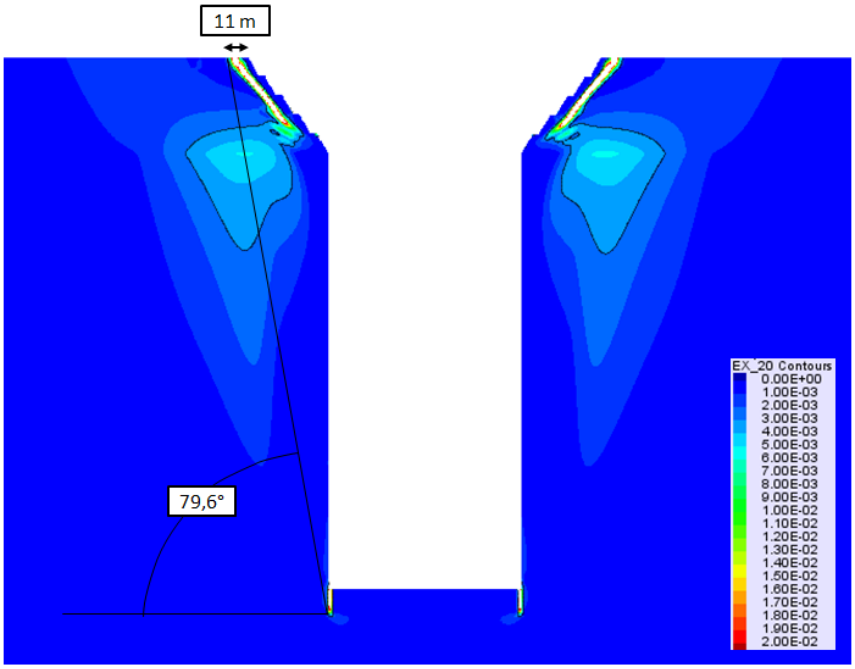


Figura 5.19: Contornos de Ɛ y límite zona de influencia (línea negra) para modelo sin WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019.

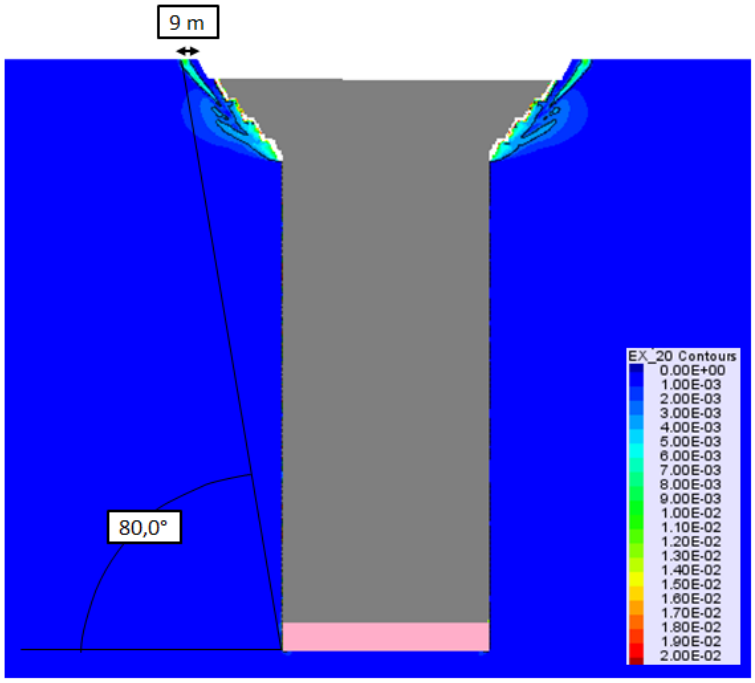


Figura 5.20: Contornos de Ɛ y límite zona de influencia (línea negra) para modelo con WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019.

Se observa que en el modelo que no considera el método WLM (Figura 5.19) la subsidencia se encuentra a 11 metros del límite del rajo con un ángulo de 79,6°, mientras que en el otro modelo (Figura 5.20) es de 9 metros con 80,0° de ángulo. La diferencia de usar el método WLM es mucho menor a la observada en el modelo en Phase2.

Para el análisis de la subsidencia, también se considera el efecto de las deformaciones de corte máximas y de los elementos que plastifiquen. Estos parámetros sirven para evaluar el ángulo de quiebre relacionado a la falla que se produzca en el modelo (Flores, 2005).

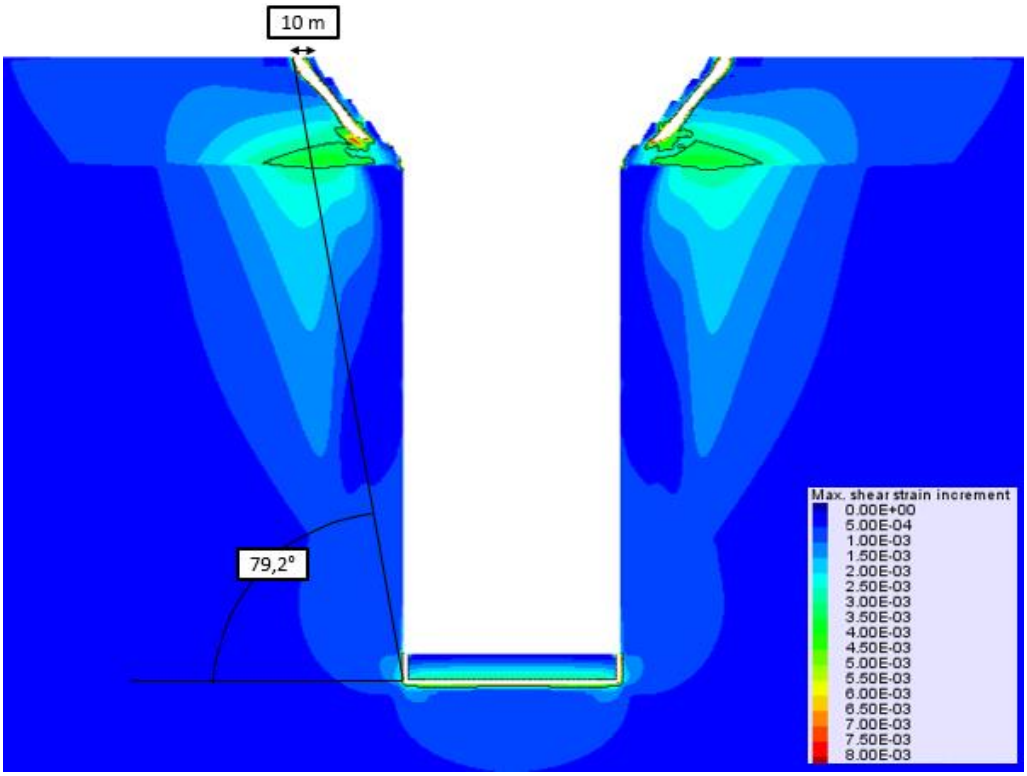


Figura 5.21: Deformaciones de corte máximas para modelo sin WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019.

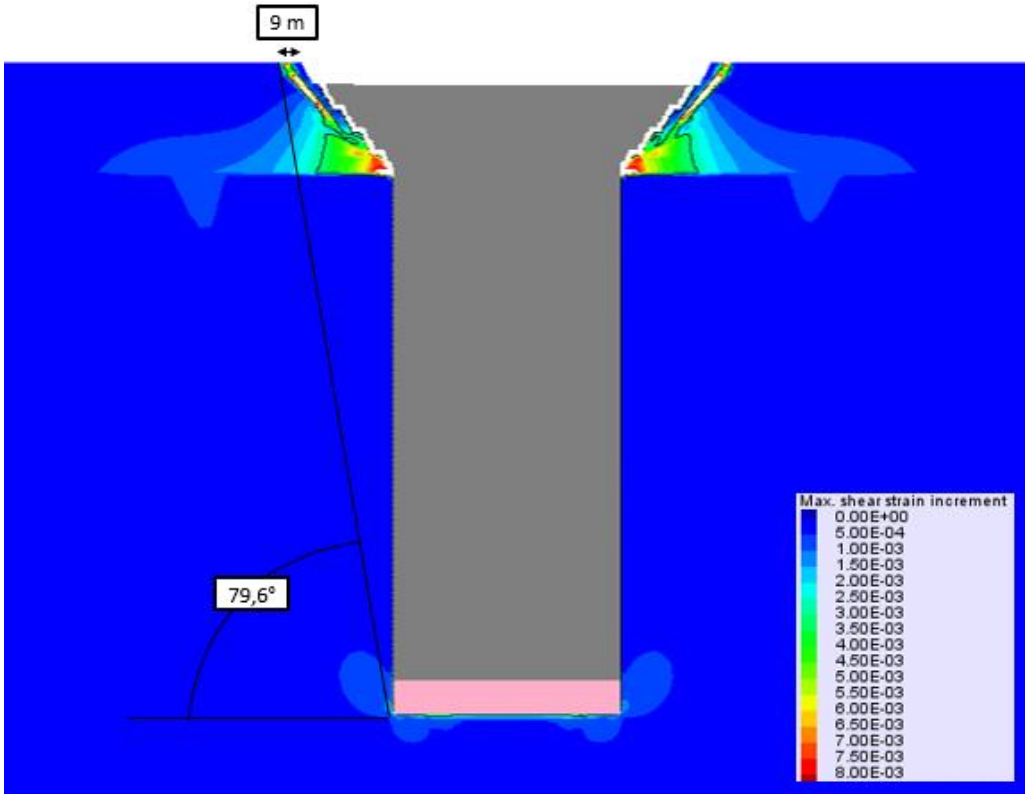


Figura 5.22: Deformaciones de corte máximas para modelo con WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019.

Se aprecia que en el modelo que considera el método WLM se reducen las deformaciones de corte máximas, pasando de 1% a 0,8% aproximadamente en los sectores más críticos. Además, los contornos de estos parámetros se parecen bastante a los de la Figura 5.19 y Figura 5.20, lo que se explica por la naturaleza de ambos factores, ya que ambos refieren a deformaciones del modelo, principalmente horizontales.

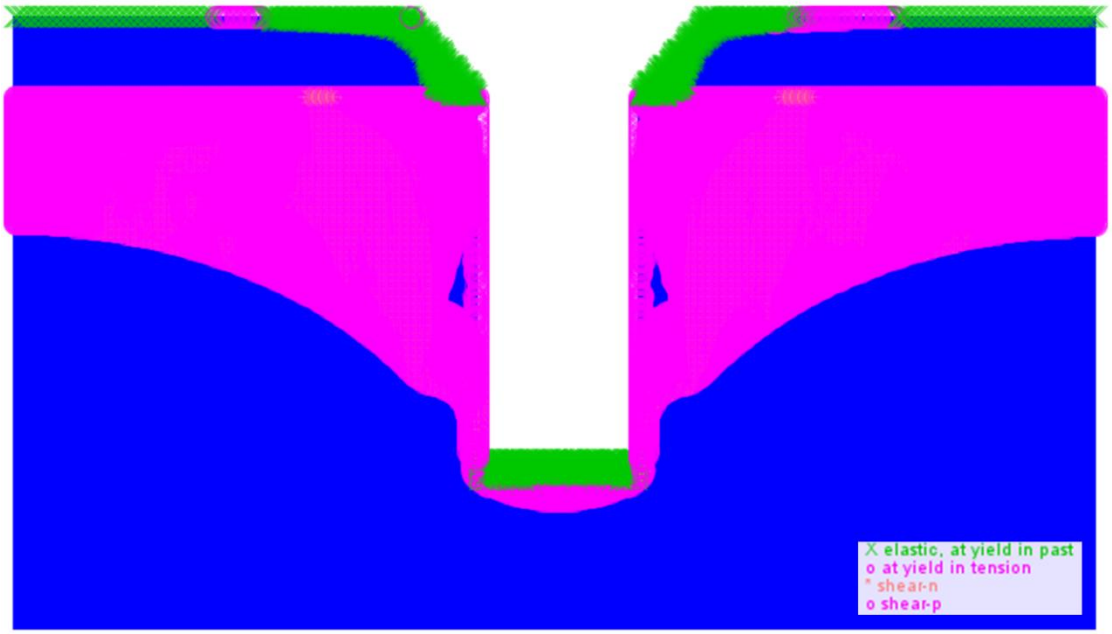


Figura 5.23: Elementos que fallan en el modelo bidimensional sin WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019.

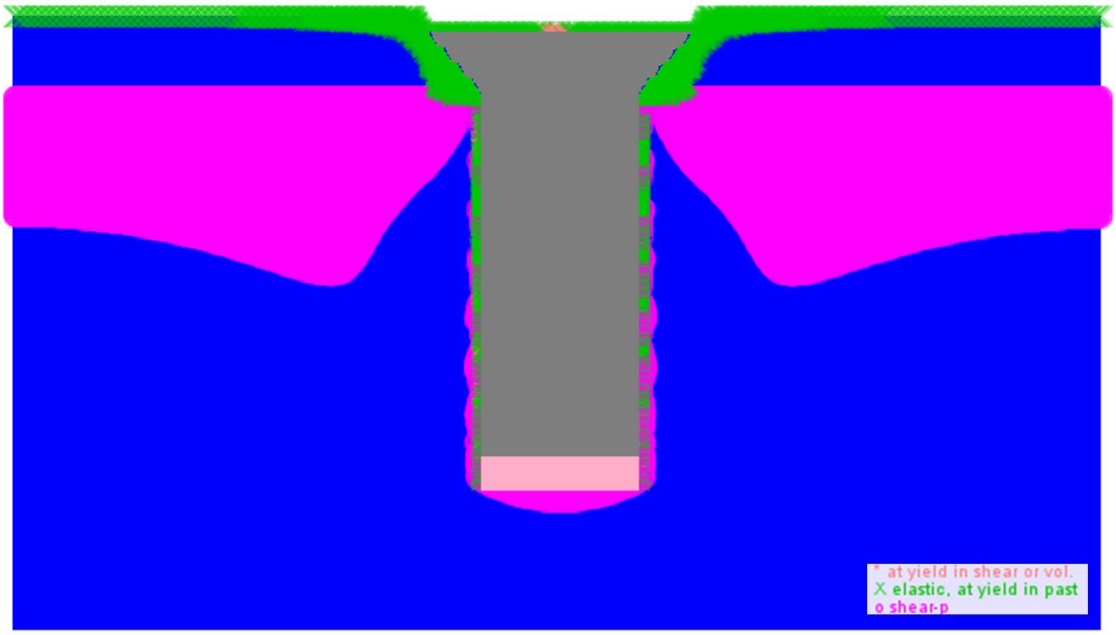


Figura 5.24: Elementos que fallan en el modelo bidimensional con WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019.

Se observa una disminución en la cantidad de elementos en zona de plastificación gracias al método WLM, pero en ambos modelos se aprecia una distribución caótica de elementos que fallan a la altura de la interfaz grava-roca.

Finalmente, se presentan las tensiones (horizontales y verticales), donde los valores negativos representan compresión y los positivos tracción. También se entregan desplazamientos para ambos modelos.

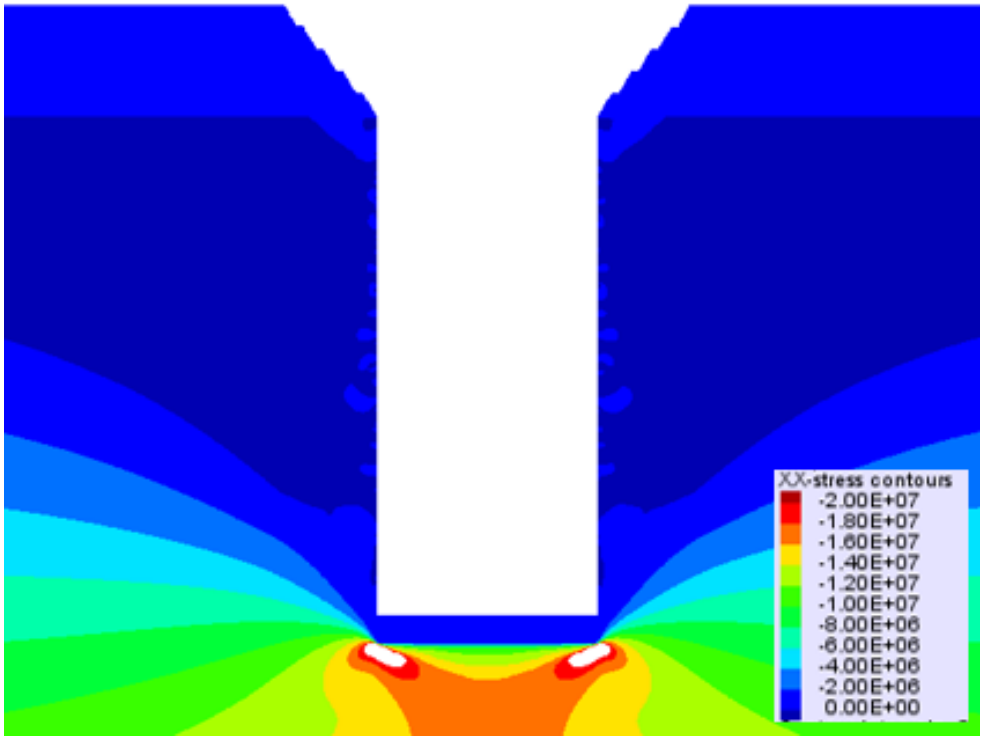


Figura 5.25: Esfuerzos horizontales en modelo sin WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019.

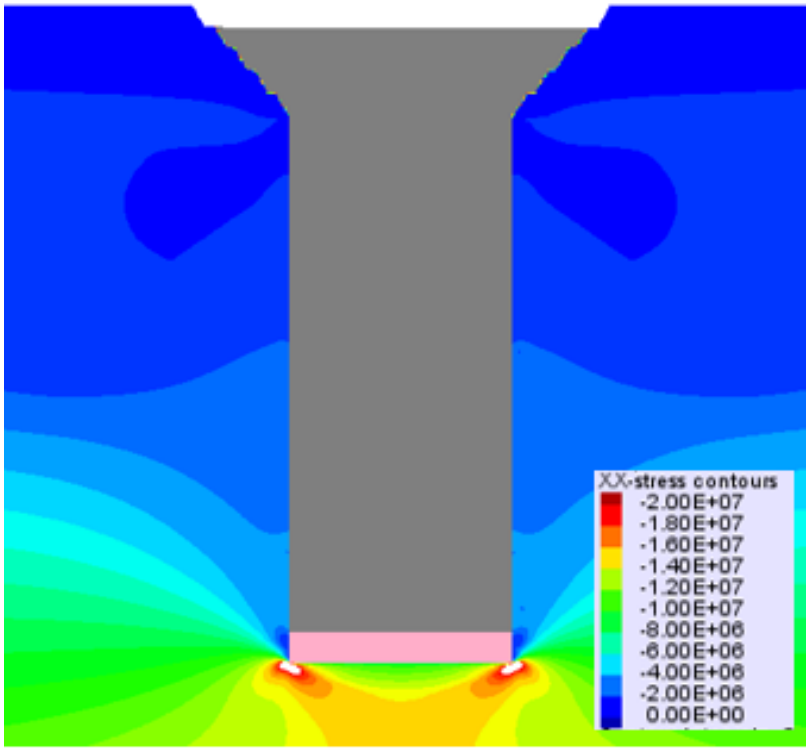


Figura 5.26: Esfuerzos horizontales en modelo con WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019.

En el caso sin WLM, se observa un desconfinamiento de las paredes del *caving* y una fuerte compresión bajo el tampón. En el otro caso, los esfuerzos tienden a distribuirse de manera más uniforme en la columna y presenta menos compresión bajo el tampón.

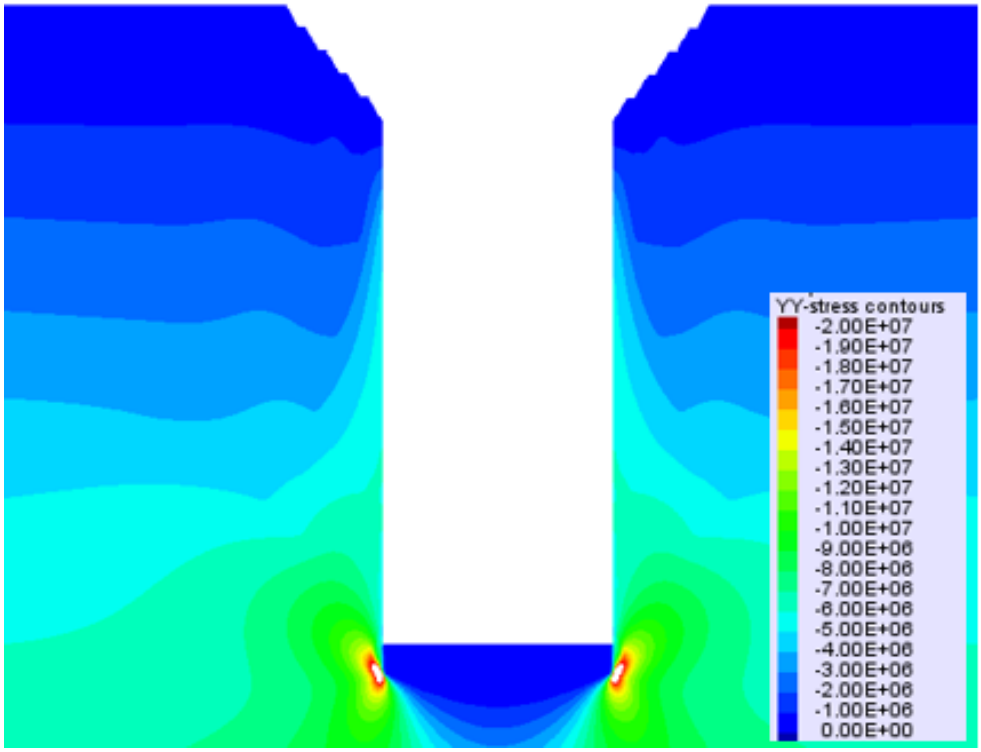


Figura 5.27: Esfuerzos verticales en modelo sin WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019.

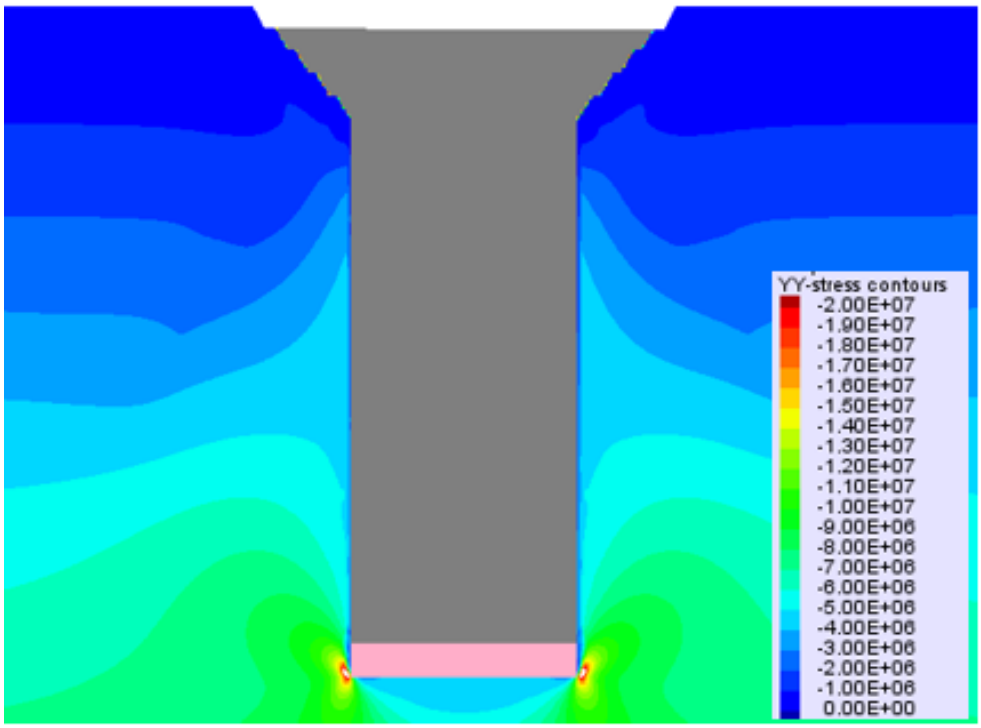


Figura 5.28: Esfuerzos verticales en modelo con WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019.

En el caso sin WLM, se observa un fuerte desconfinamiento en la base del *caving* y un aumento en la compresión en las paredes, así como zonas en poca tracción a los costados del tampón. En el otro caso, los esfuerzos tienden a distribuirse de manera más uniforme en la columna.

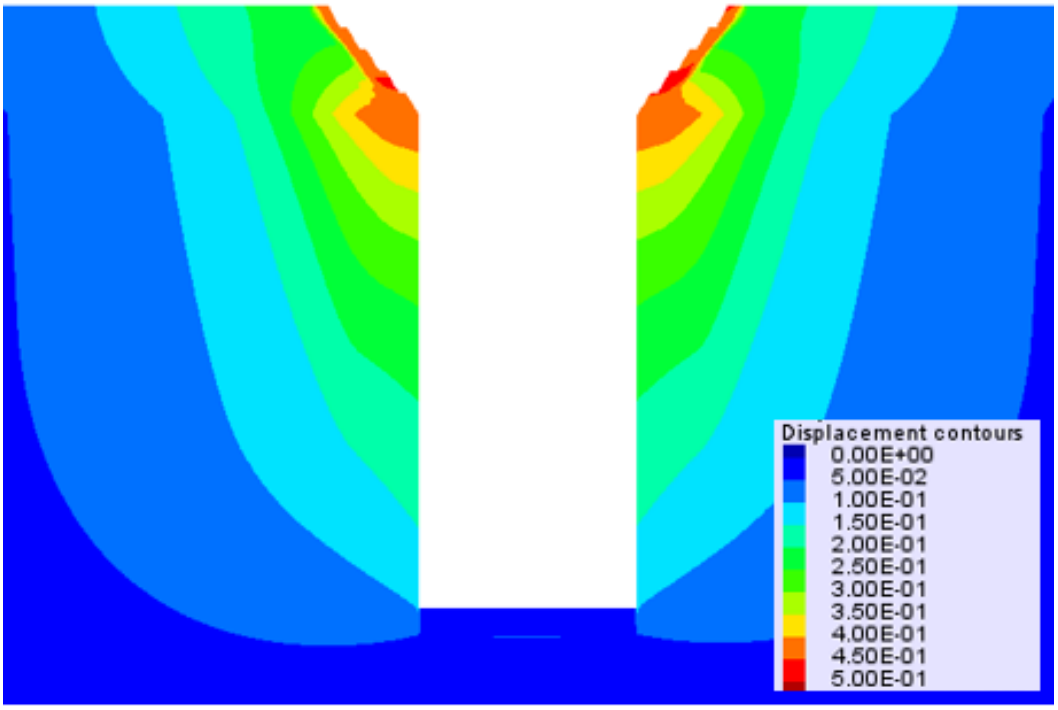


Figura 5.29: Desplazamientos totales en metros para modelo sin WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019.

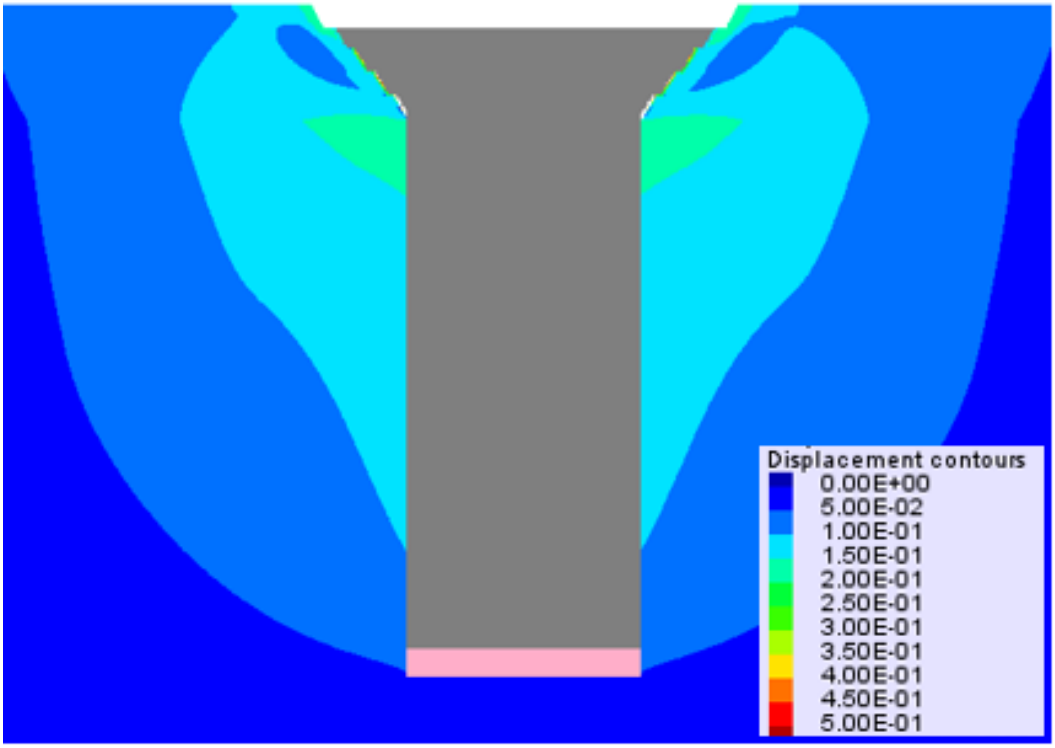


Figura 5.30: Desplazamientos totales en metros en modelo con WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC, 2019.

Los desplazamientos para el modelo sin WLM apuntan principalmente hacia el centro de la columna excavada.

5.2.11 VERIFICACIÓN DE ESTABILIDAD USANDO DIFERENCIAS FINITAS TRIDIMENSIONAL (FLAC3D)

Las geometrías para cada zona del modelo en FLAC3D se definen a través de geometrías 3D preparados en los programas AutoCAD (Autodesk, 2017) y Minesight (Mintec & Leica, 2015). Las geometrías del rajo y la columna del *caving* se observan en la Figura 5.31.

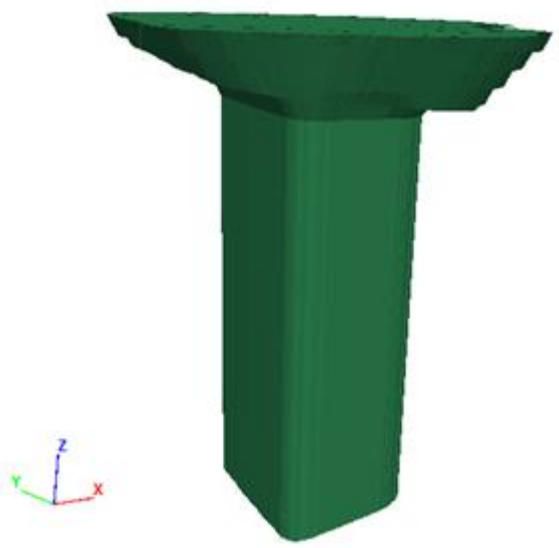


Figura 5.31: Geometrías cargadas a Minesight. Fuente: elaboración propia, 2019.

Adicionalmente, a medida que se propaga la fractura, el material quebrado adopta una forma abovedada, cuya geometría 3D fue preparada en AutoCAD, lo que se aprecia en la Figura 5.32.

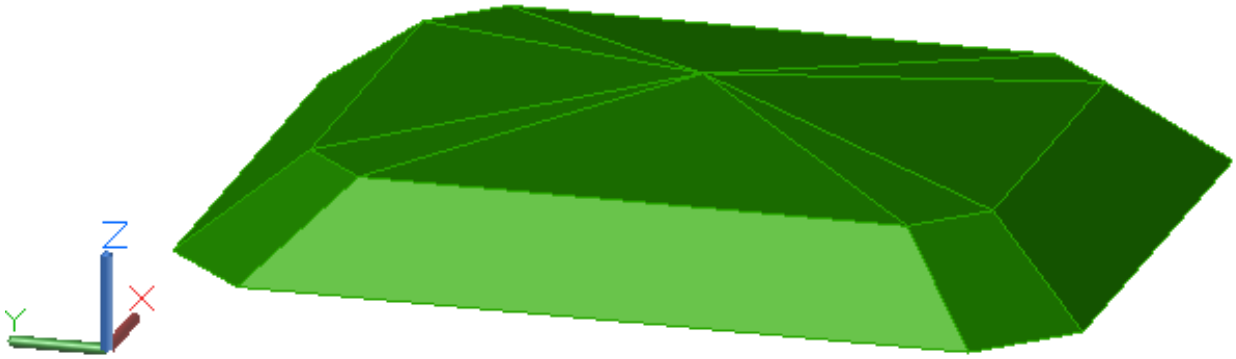


Figura 5.32: Geometría abovedada usada para la propagación de la fractura. Fuente: elaboración propia, 2019.

Se considera un tampón de 10 metros de alto cuando se encuentra en el rajo, llenando el último banco. Con el fin de mantener el volumen de su material, al ingresar a la columna del *caving*, su altura cambia a 12 metros.

El corte basal que se le realiza al bloque mineralizado tiene una altura de 6 metros, con el fin de emular el inicio de la propagación de la fractura. El relleno de quebrado en la vertical se modela

cada 20 metros, con 6 metros de *air gap* encima; ambas tienen la geometría expuesta en la Figura 5.32 (ver ANEXO A).

A su vez, el descenso de la columna de mineral se modela cada 20 metros, con el fin de emular una extracción progresiva. La cantidad de relaves a verter sobre el tampón se estima según el plan de producción minera largo plazo preparado por el encargado del diseño minero (ver ANEXO B y ANEXO C).

5.2.12 CONDICIONES DE BORDE FLAC3D

Las dimensiones del modelo deben permitir que en sus bordes no se aprecien efectos de los cambios hechos en el centro del modelo, lo que representaría una condición de campo libre. Por lo tanto, se restringe el movimiento en las 4 caras laterales del modelo y en la zona inferior, dejando la cara superior libre (superficie y aire). Se trabaja bajo una gravedad de 9,81 [m/s^2] y una razón de esfuerzos horizontales/verticales de k=1,5.

5.2.13 MATERIALES FLAC3D

En el caso de las rocas, se asigna el modelo constitutivo de Hoek & Brown, mientras que para las gravas, material quebrado, tampón y relaves, Mohr-Coulomb, según lo recomendado por los fabricantes del *software* (Itasca CG Inc., 2017).

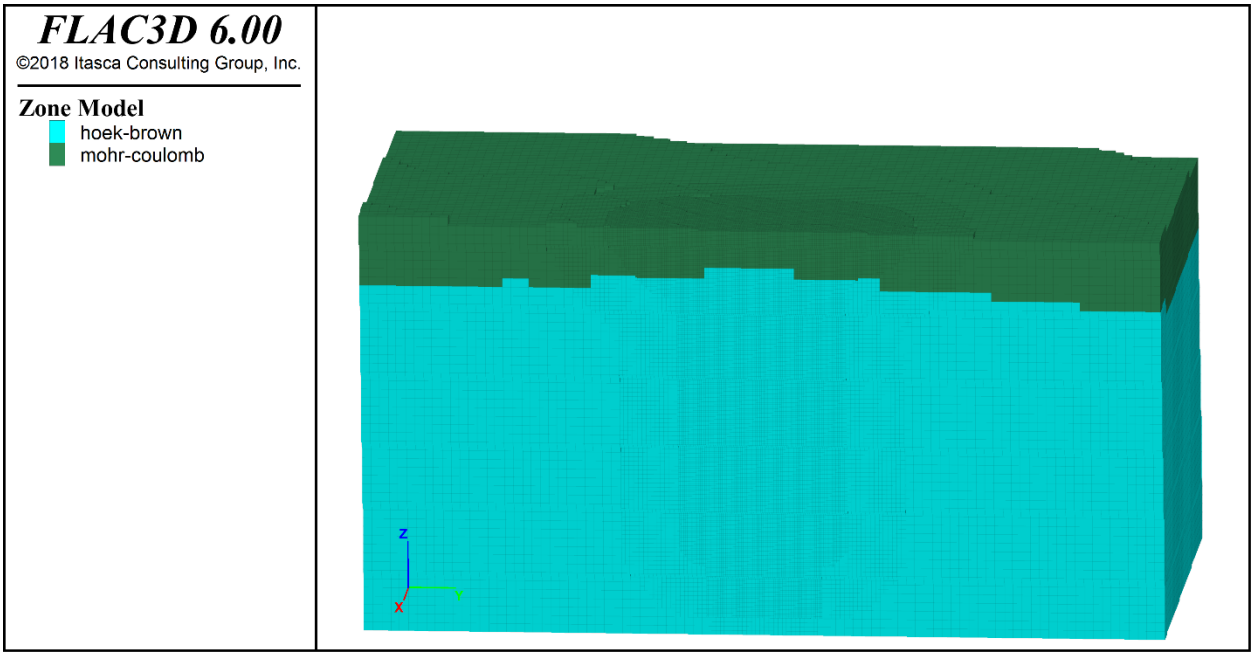


Figura 5.33: Vista en corte de los modelos constitutivos del modelo al principio del proceso. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019.

En este modelo también se considera la roca como un solo grupo, según las propiedades indicadas en la Tabla 4.1 y la Tabla 5.1.

Cabe destacar que el módulo de Young para las gravas sigue el modelo hiperbólico de Duncan & Chang, al igual que el modelo bidimensional, por lo que sigue los mismos pasos.

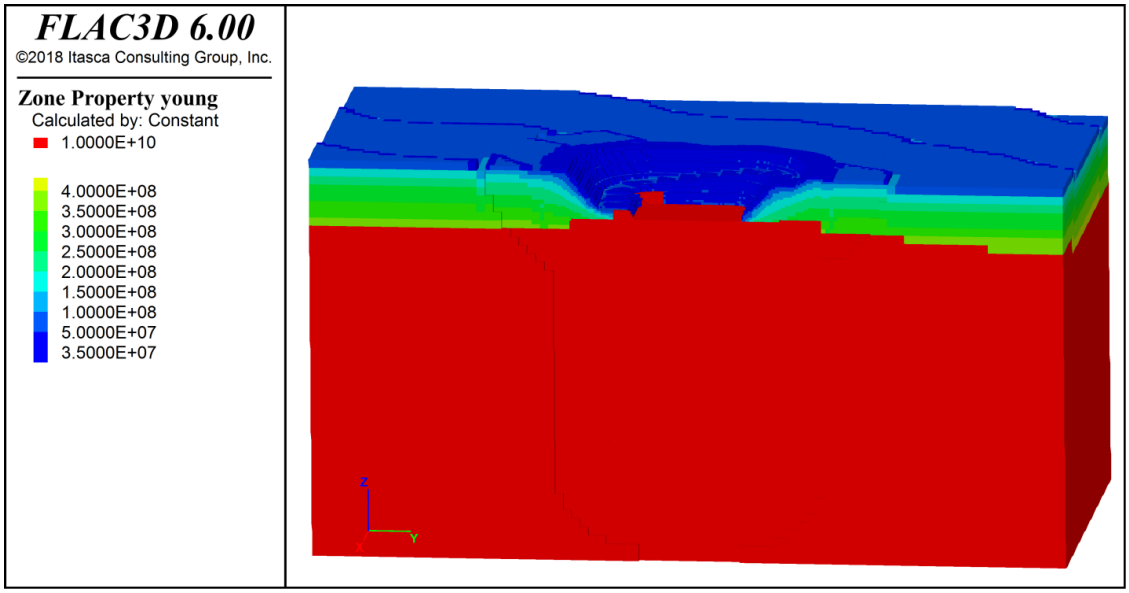


Figura 5.34: Vista en corte del módulo de Young del modelo luego de finalizar la extracción del rajo. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019.

5.2.14 DISCRETIZACIÓN DEL MODELO FLAC3D

El continuo se discretizó utilizando una malla conformada por bloques de dimensiones 2x2x2 metros en el interior del rajo y de la columna del *caving*, así como a 24 metros de distancia horizontal desde estos sectores y a 100 metros hacia abajo del nivel de hundimiento. Entre 24 metros y 72 metros de distancia de ambas zonas, los bloques son de 4x4x4 metros. En el resto del modelo, los bloques son de 8x8x8 metros. Estas dimensiones elegidas para el modelo permiten que la simulación se ejecute en un tiempo razonable.

El modelo completo de FLAC3D tiene dimensiones de 420 metros de alto (eje z), 720 metros de ancho (eje x) y 720 metros de largo (eje y).

En la Figura 5.35 se observa la distribución de estos bloques y las zonas a las que pertenecen dependiendo de las geometrías expuestas en la Figura 5.31.

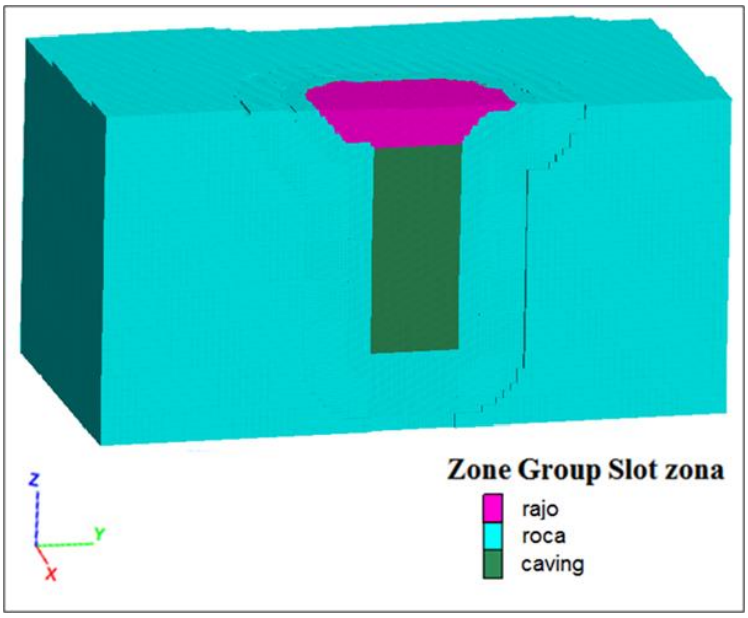


Figura 5.35: Vista general del modelo y sus zonas (vista en corte). Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019.

5.2.15 SECUENCIA FLAC3D

La secuencia es exactamente la misma que la explicada para el modelo bidimensional. Para mayor detalle de cada paso, ver ANEXO A, ANEXO B y ANEXO C.

5.2.16 RESULTADOS FLAC3D

En primer lugar, se observa el comportamiento del macizo al realizar el corte basal de 5 metros de alto en la Figura 5.36.

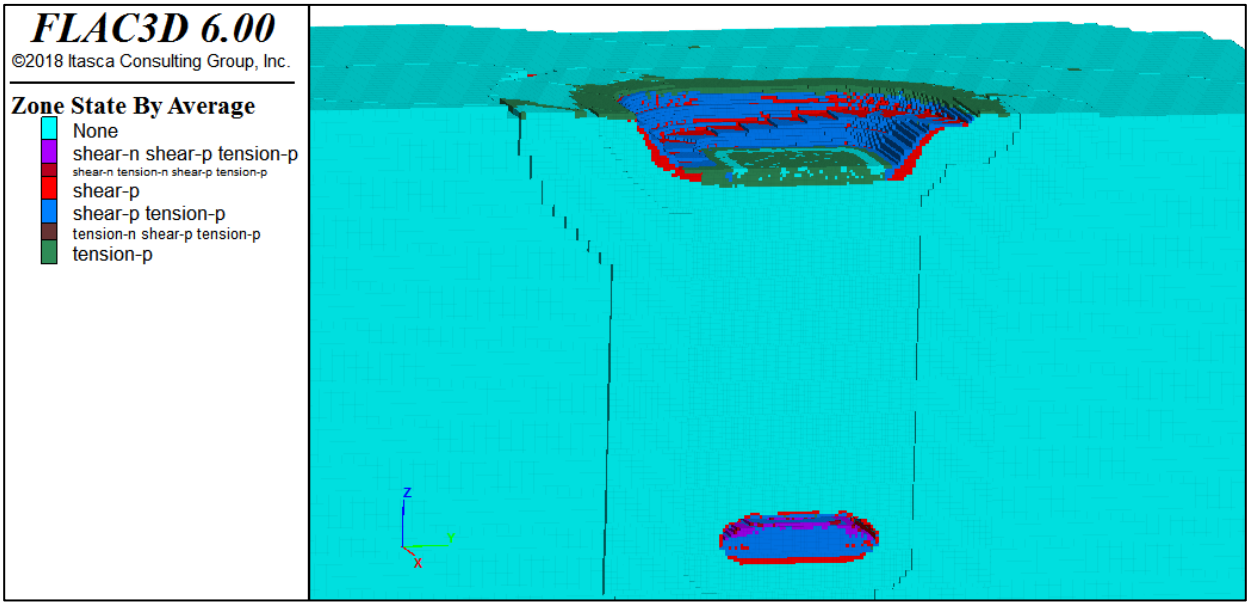


Figura 5.36: Elementos que fallan en el modelo tridimensional (extracto ANEXO A). Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019.

Se aprecia que el techo de la sección extraída en la base del bloque del *caving* efectivamente colapsa, iniciando la propagación de la fractura.

La formulación de Ɛ es puramente bidimensional, por lo que no es aplicable a este modelo tridimensional. Sin embargo, como se observa en la Figura 5.19 versus Figura 5.21, y en la Figura 5.20 versus Figura 5.22, los contornos de Ɛ son prácticamente iguales a las deformaciones de corte máximas (SSI) en el modelo 2D. Por lo tanto, en el caso de FLAC3D, se asume que el límite que define la zona de influencia de la subsidencia es cuando las deformaciones de corte máximas superen el valor de SSI $\geq 0{,}3\%$.

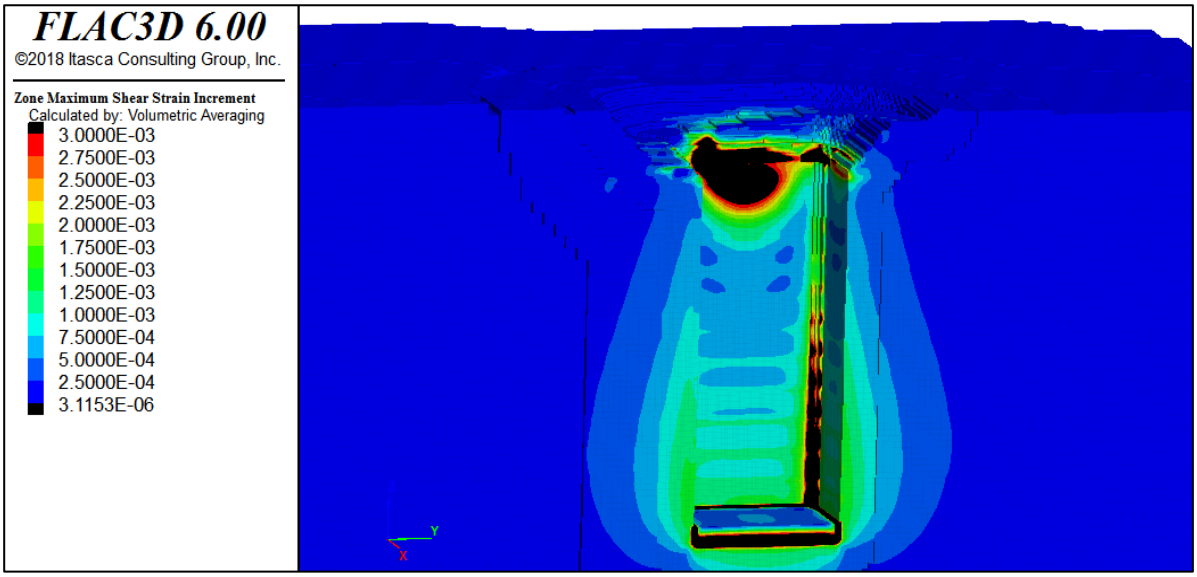


Figura 5.37: Contornos de SSI y zona de influencia (zona negra) para modelo sin WLM (extracto ANEXO B). Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019.

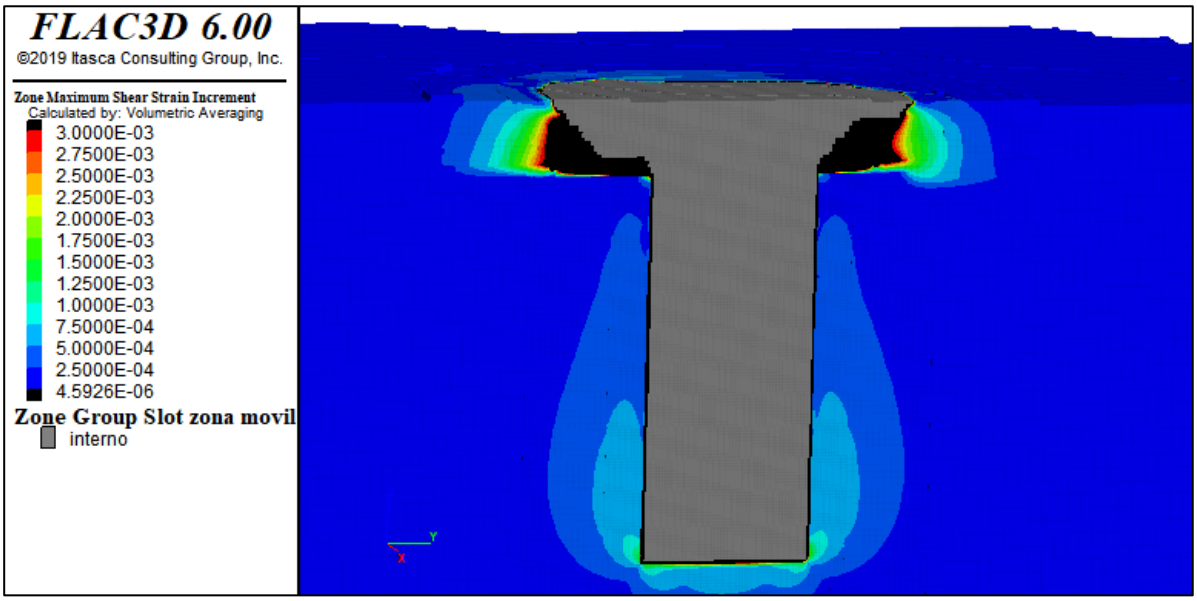


Figura 5.38: Contornos de SSI y zona de influencia (zona negra) para modelo con WLM (extracto ANEXO C). Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019.

Se observa que la subsidencia no aflora a la superficie en ninguno de los 2 modelos (Figura 5.37 y Figura 5.38), lo que se debe a que las dimensiones de la excavación no fueron suficientes para que se desarrollara la misma. De todas formas, en los costados de la columna del *caving* se ve que el modelo sin WLM tiene valores más altos que el otro modelo. Además, el modelo que considera el método WLM tiene zonas sobre el límite permitido en los bancos del rajo, lo que se debe a la carga que generan los relaves sobre este sector. Los relaves y tampón en el modelo con WLM también se encuentran sobre el límite, pero esta zona no es de interés para este modelo.

Para el análisis de la subsidencia, también se considera el efecto de los elementos que plastifiquen. Estos parámetros sirven para evaluar el ángulo de quiebre relacionado a la falla que se produzca en el modelo (Flores, 2005).

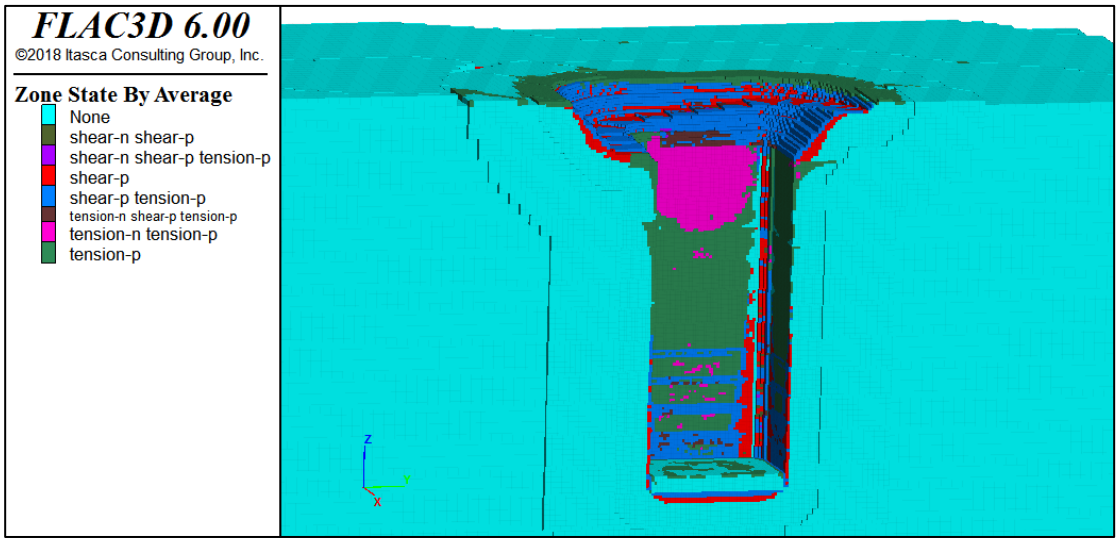


Figura 5.39: Elementos que fallan en el modelo tridimensional sin WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019.

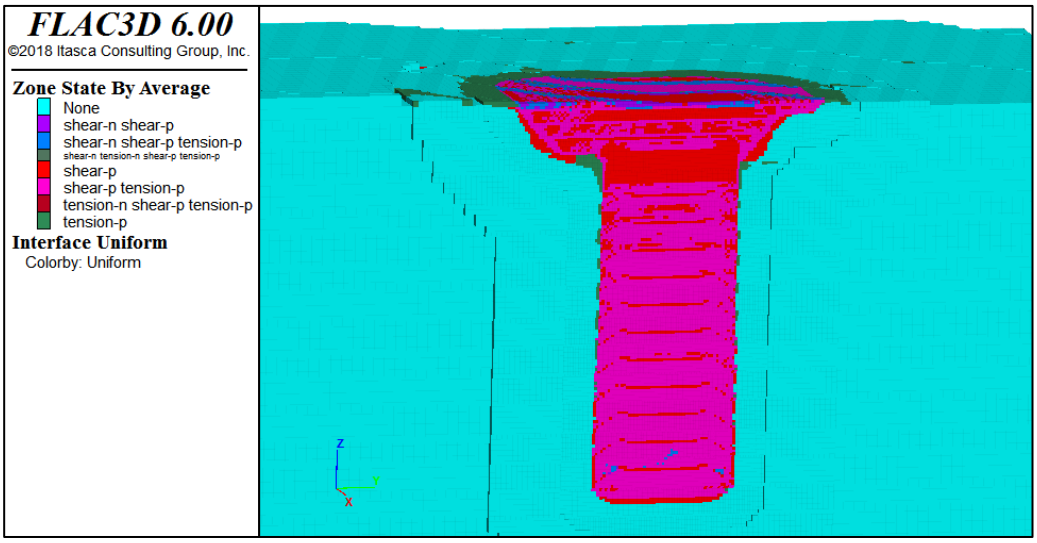


Figura 5.40: Elementos que fallan en el modelo tridimensional con WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019.

Se observa una leve disminución en la cantidad de elementos en zona de plastificación gracias al método WLM, especialmente a los costados de la columna del *caving*. En la Figura 5.39, se ve cierta tendencia de los elementos a formar ramificaciones, pero ninguna llega a la superficie.

Finalmente, se presentan las tensiones, donde el máximo principal corresponde al horizontal, y el mínimo principal, al vertical, en la Figura 5.41, Figura 5.42, Figura 5.43 y Figura 5.44. Además, los desplazamientos para ambos modelos están en la Figura 5.45 y Figura 5.46.

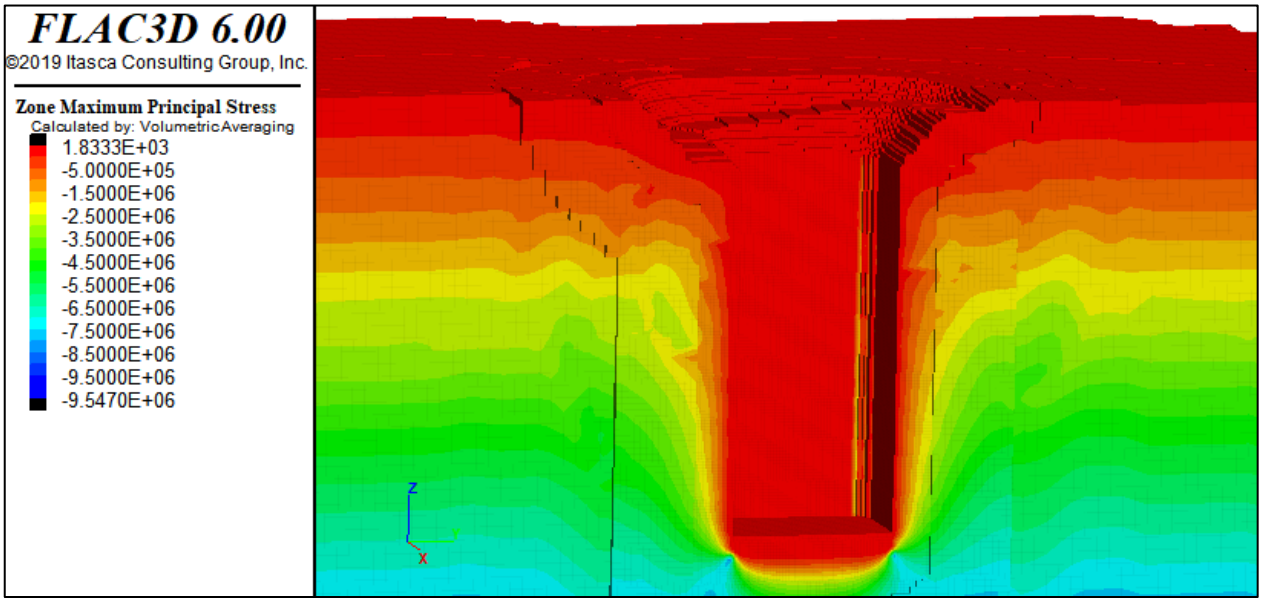


Figura 5.41: Esfuerzo máximo principal en el modelo tridimensional sin WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019.

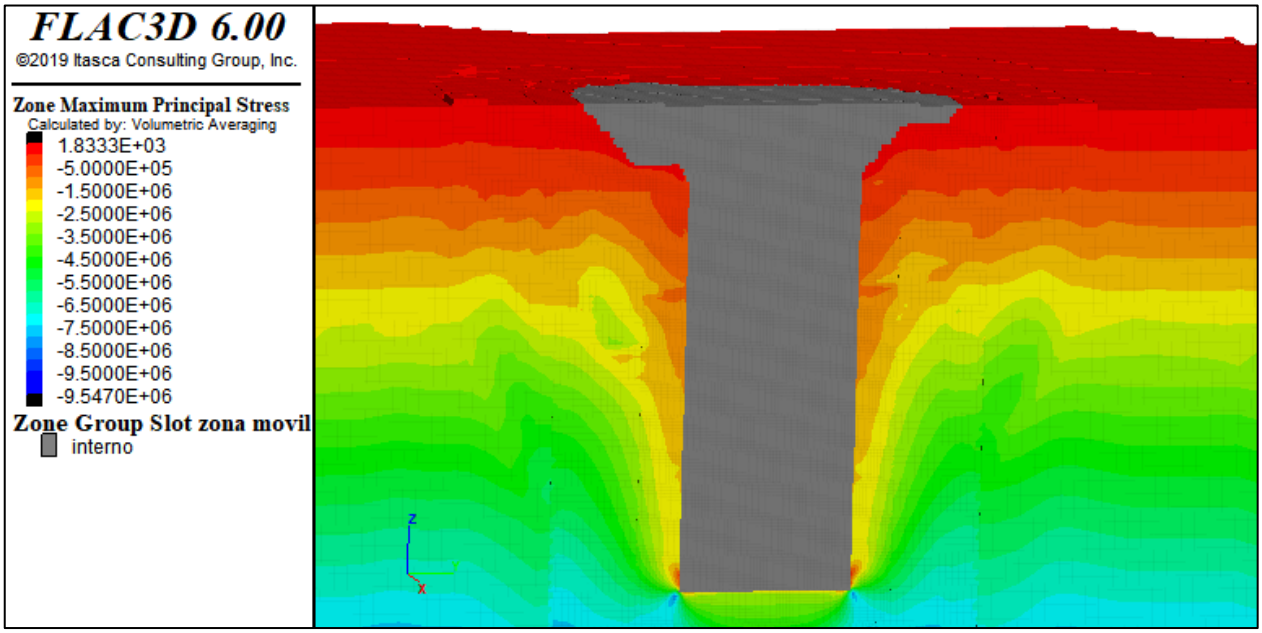


Figura 5.42: Esfuerzo máximo principal en el modelo tridimensional con WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019.

La única diferencia observable entre el modelo sin WLM y con WLM es que el primero presenta un fuerte desconfinamiento de la base del *caving*. Esto se produce porque queda como cara libre. Además, el modelo sin WLM tiene desconfinamiento de las paredes, igual al modelo 2D.

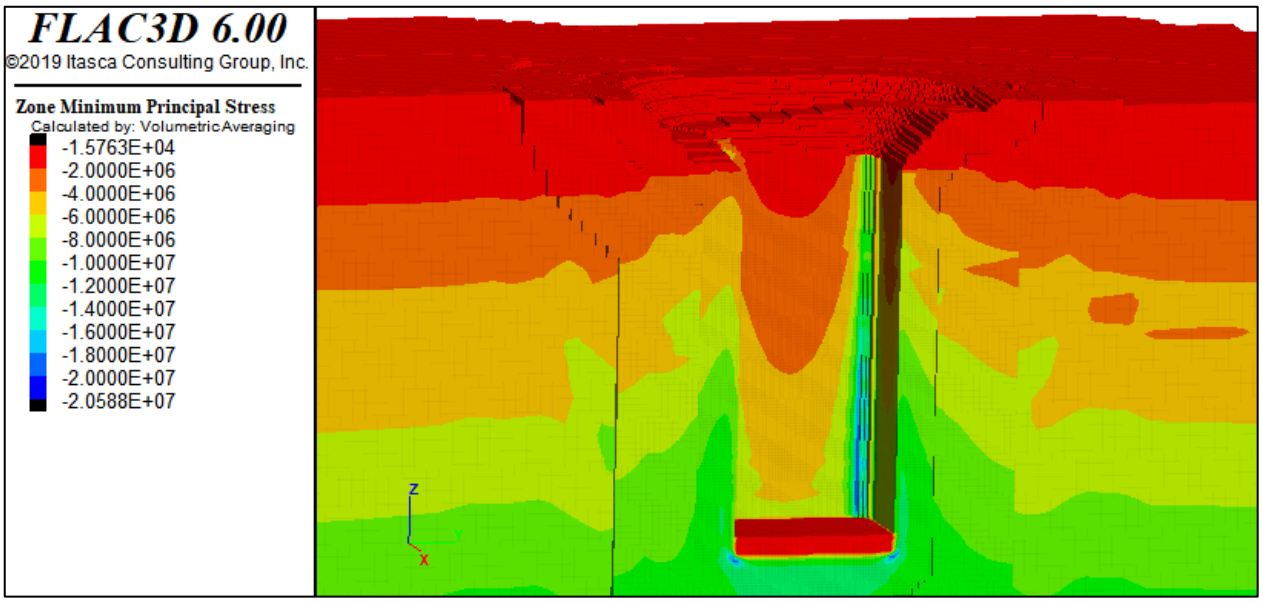


Figura 5.43: Esfuerzo mínimo principal en el modelo tridimensional sin WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019.

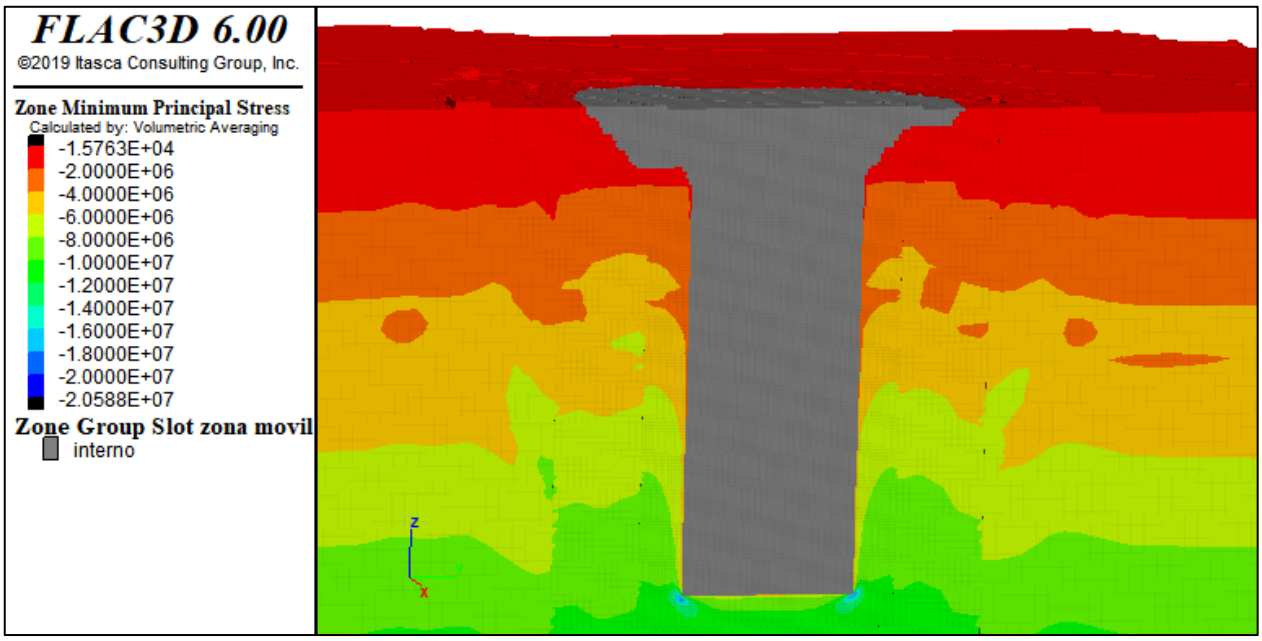


Figura 5.44: Esfuerzo mínimo principal en el modelo tridimensional con WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019.

En este caso, el modelo sin WLM presenta una leve compresión de las paredes del *caving*, al igual que el modelo bidimensional. El modelo con WLM presenta una distribución de esfuerzos bastante homogénea y similar a su situación inicial.

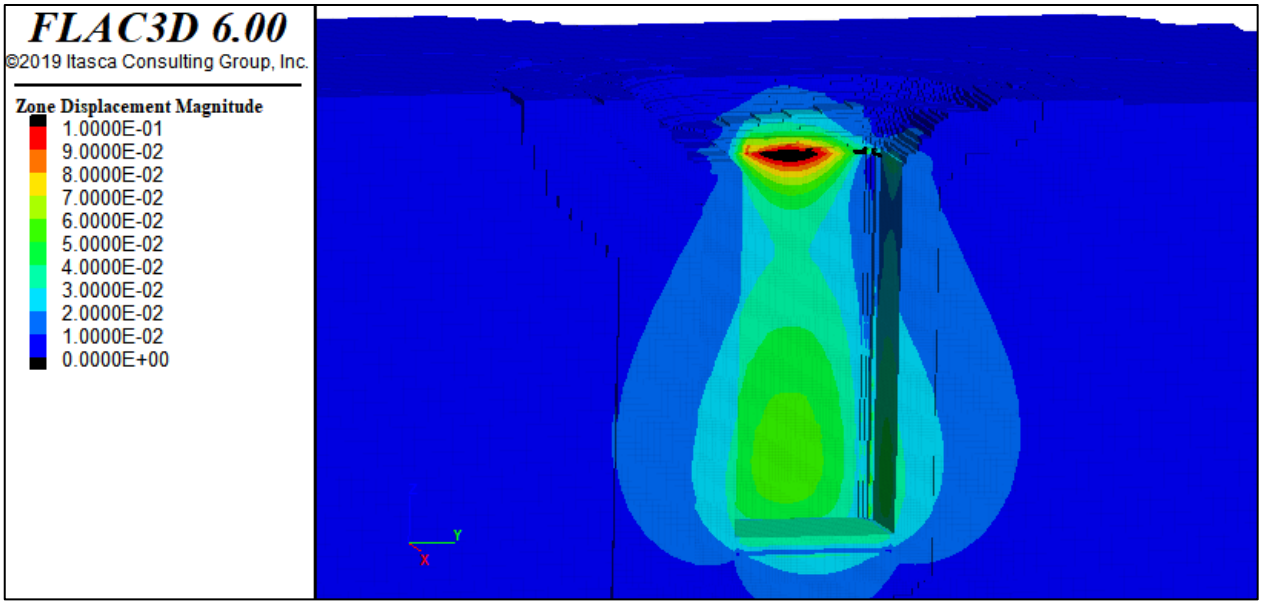


Figura 5.45: Desplazamientos totales en metros para el modelo tridimensional con WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019.

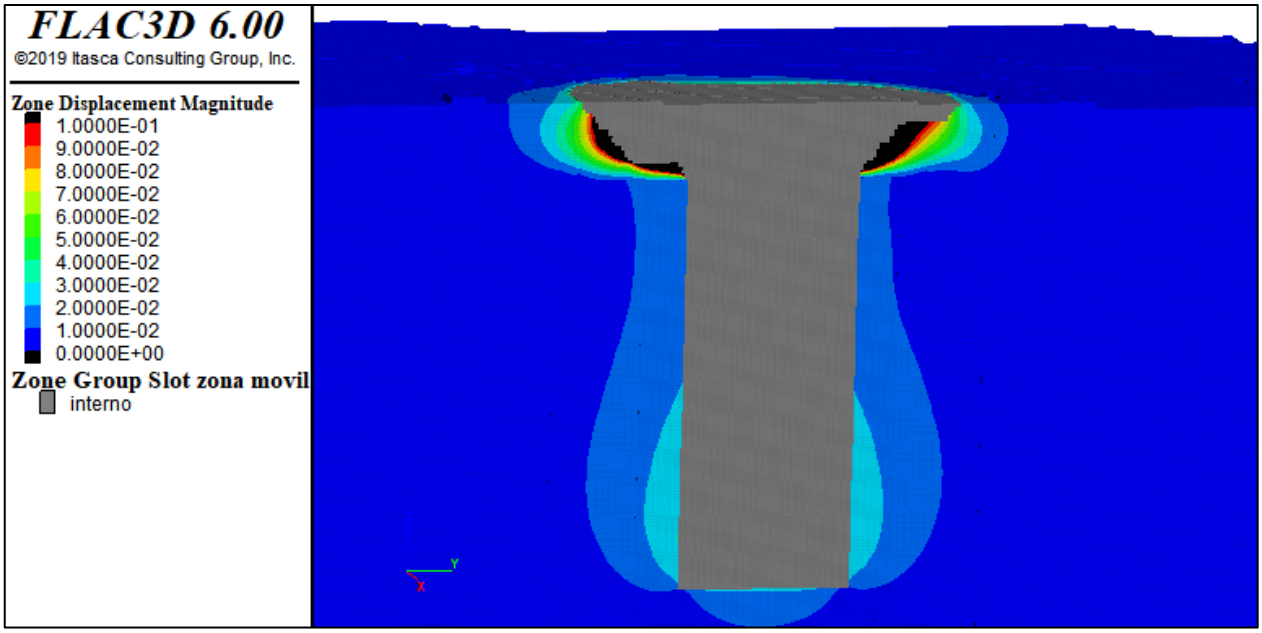


Figura 5.46: Desplazamientos totales en metros para el modelo tridimensional con WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019.

Cabe destacar que los desplazamientos de la Figura 5.46 apuntan principalmente hacia el centro del *caving*.

Se observa que el modelo con WLM tiene zonas sobre 10 centímetros de desplazamientos en el sector de los bancos del rajo. Esto se debe a la carga que producen los relaves sobre las paredes de este.

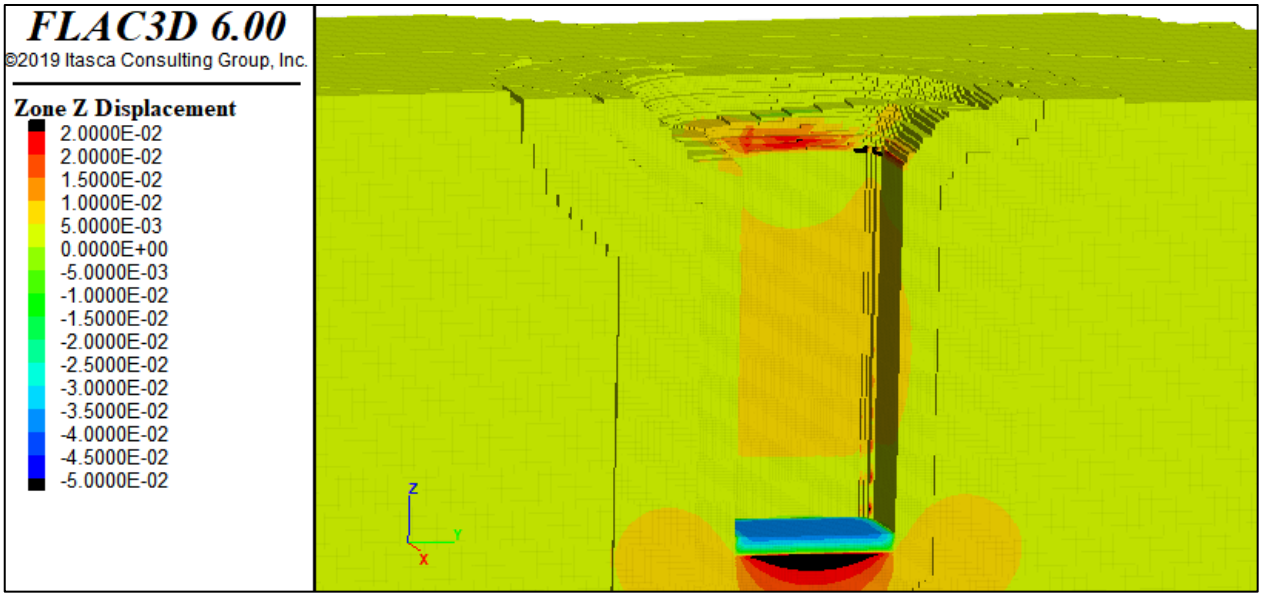


Figura 5.47: Desplazamientos verticales en metros para el modelo tridimensional sin WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019.

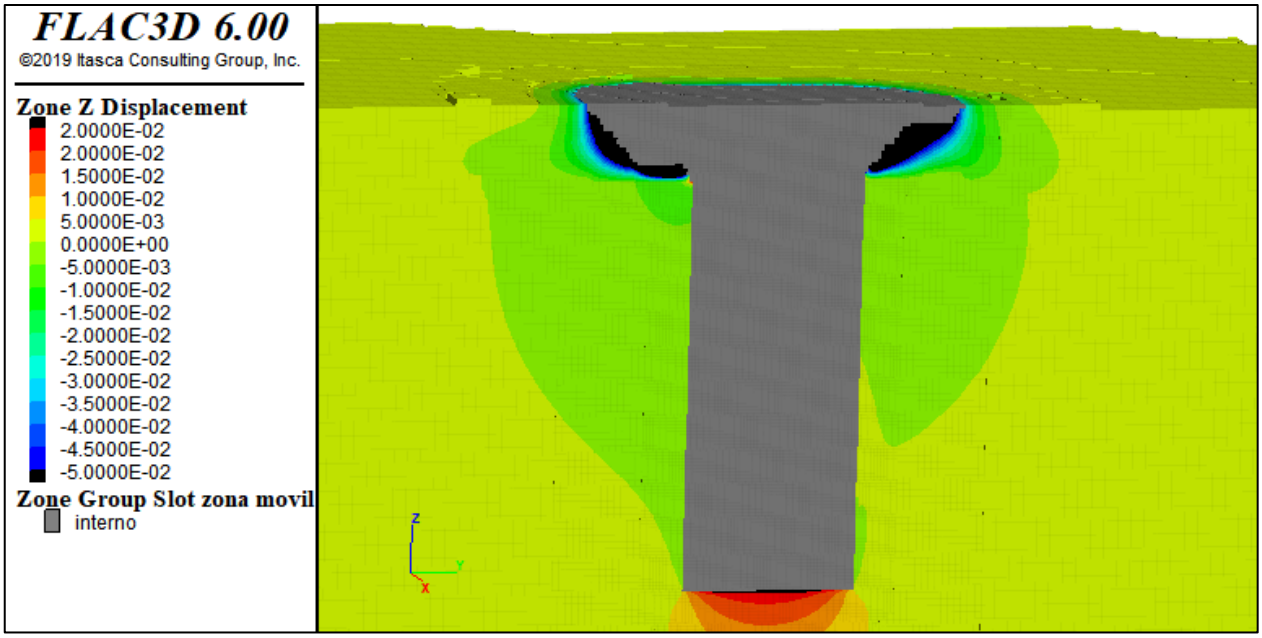


Figura 5.48: Desplazamientos verticales en metros para el modelo tridimensional con WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019.

En el modelo sin WLM, los mayores desplazamientos verticales se encuentran en la parte inferior de la columna, zona que se levanta 3 centímetros aproximadamente. En el modelo con WLM, como se explicó anteriormente, las zonas bajo los bancos del rajo tienen los mayores desplazamientos, hacia abajo, por la carga de relaves que soportan, con valores sobre los 5 centímetros.

6. SENSIBILIDAD DE PARÁMETROS

En este capítulo se realizará una sensibilidad de parámetros de interés del modelo, con el fin de observar cómo se comporta el macizo bajo diversos escenarios. Se analizará el efecto de cambiar las propiedades del macizo rocoso y el tamaño de la columna de extracción.

6.1 PROPIEDADES MACIZO ROCOSO

Dado que en el modelo original no demuestra un efecto tan claro de la subsidencia, se prepara otro modelo en FLAC3D considerando un macizo rocoso de mala calidad, siguiendo la misma metodología expuesta en la sección 5.2.15. Las propiedades escogidas se basan en la literatura (Hoek, 2007) y en las características de la roca del modelo original.

Tabla 6.1: *Propiedades geomecánicas de los materiales correspondientes a macizo rocoso del modelo de mala calidad. Fuente: notas de Hoek e informes de EMSA, SAM y SRK.*

Material	Densidad [gr/cm^3]	UCS [MPa]	mb [-]	S [-]	a [-]	E [MPa]	v [-]	Tracción [MPa]
Macizo Rocoso	2,600	80,00	2,012	0,0013	0,505	10000	0,188	0,00

Usando el mismo criterio que se usó en el capítulo 5.2.16, las deformaciones de corte máximas se observan en la Figura 6.1.

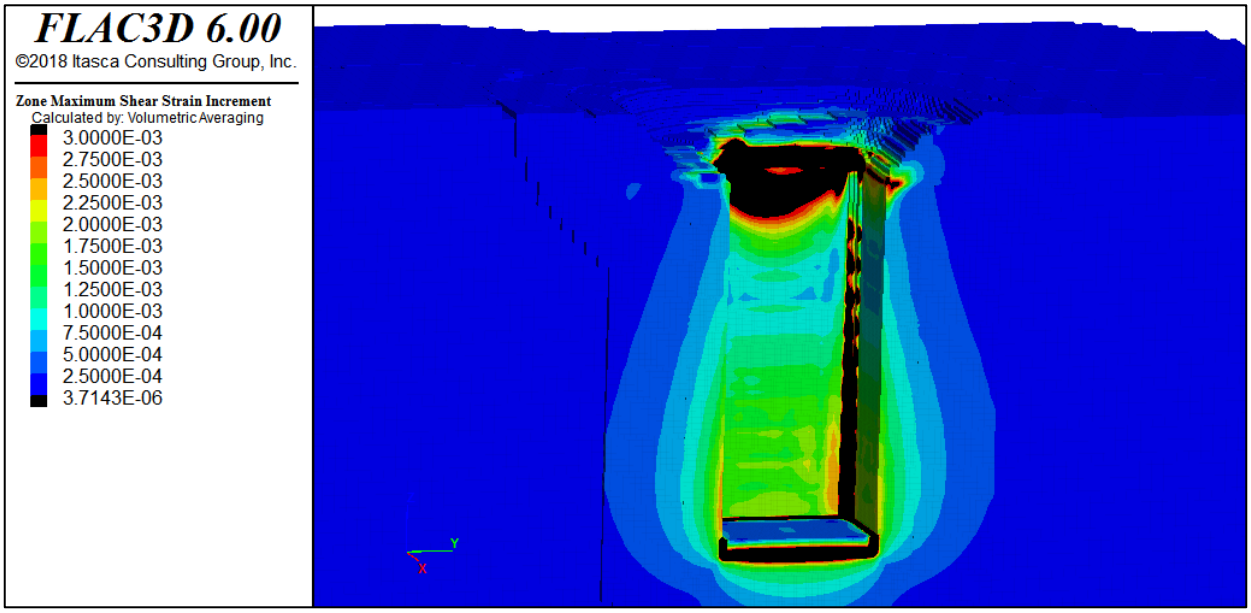


Figura 6.1: Contornos de SSI y zona de influencia (zona negra) para modelo de mala calidad geomecánica sin WLM. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019.

Se observa que se extiende la zona influenciada por la subsidencia, especialmente a los costados de la columna del *caving*, pero igualmente no aflora a la superficie. Esto podría explicar que la diferencia entre el modelo sin WLM y con WLM sea tan poca.

6.2 TAMAÑO DE LA COLUMNA DE EXTRACCIÓN

Para hacer más evidente el efecto de la subsidencia, se prepara un modelo donde el área de la base del bloque a extraer sea de 120x120 metros, y otro con 150x150 metros, solo considerando la situación final sin WLM. Esto provocará que la columna excavada intercepte a las paredes del rajo, dificultando una explotación común y corriente. Por lo tanto, esta sensibilidad de parámetros tiene como único objetivo ver el comportamiento general del macizo cuando se enfrenta a una gran excavación.

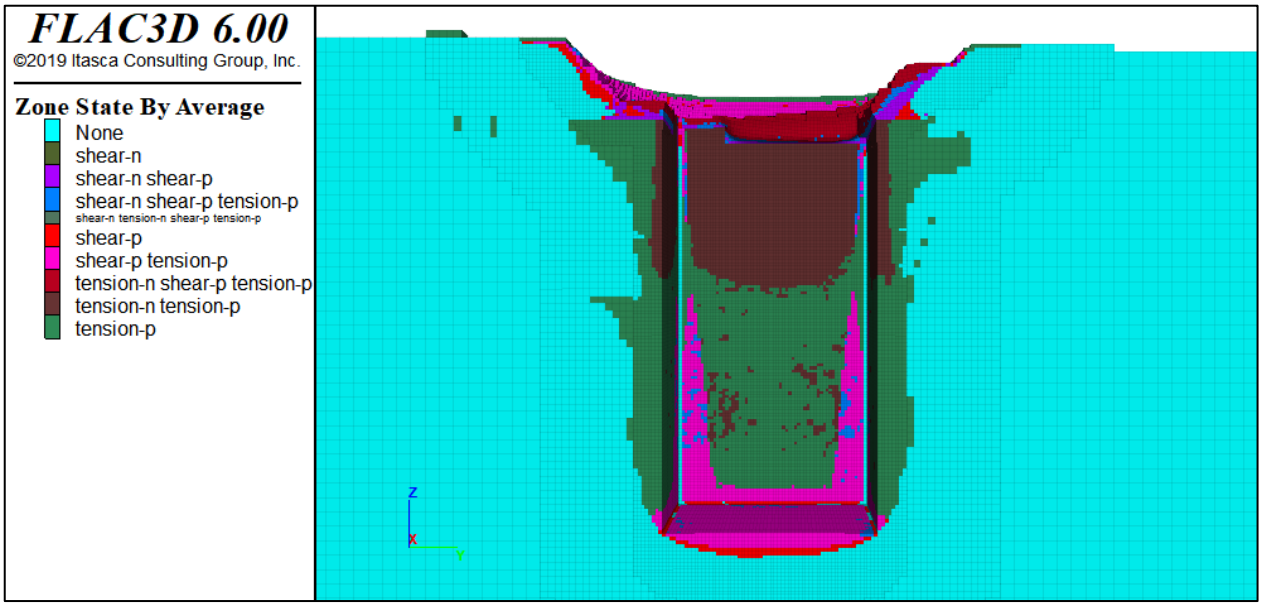


Figura 6.2: Elementos que plastifican en el modelo tridimensional en excavación 120x120 metros. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019.

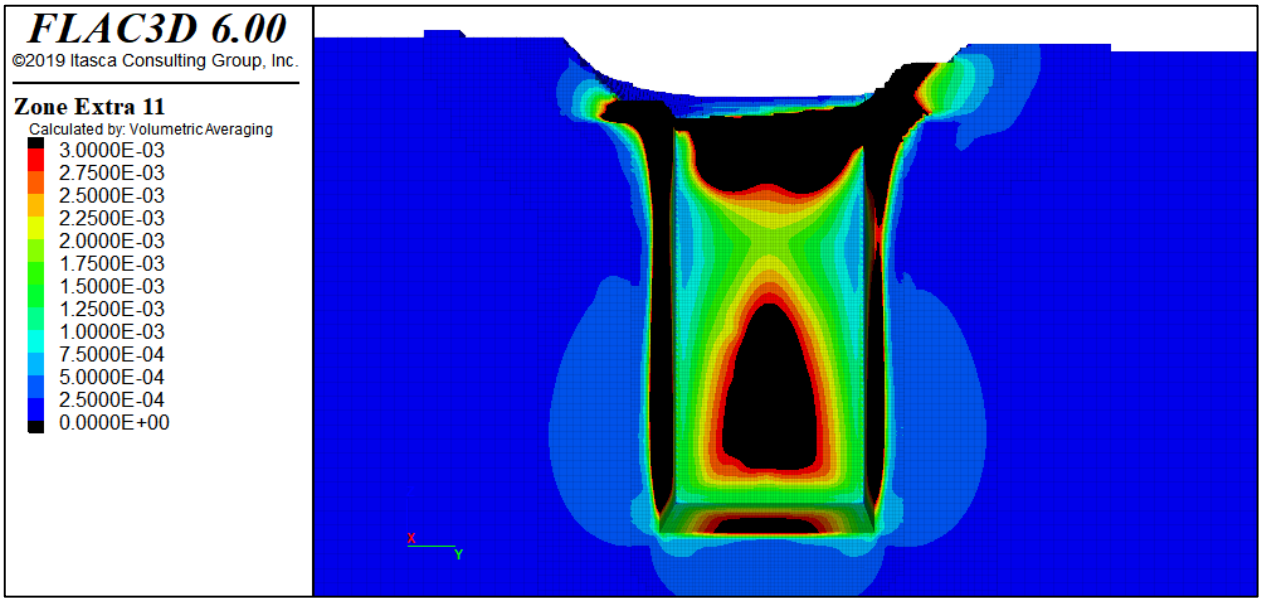


Figura 6.3: Deformaciones de corte máximas en modelo tridimensional con excavación 120x120 metros. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019.

En la Figura 6.2 y Figura 6.3 se observa que gran parte de las gravas tienden a colapsar hacia el interior de la excavación, a tal nivel que generan errores en la geometría del modelo, impidiendo su normal procesamiento. Esto se debe a la mala calidad de las gravas en comparación con la roca que lo subyace.

A raíz de lo anterior, se realiza la sensibilidad en un modelo sin gravas, solo con la roca, manteniendo la profundidad de la columna del *caving* 240 metros.

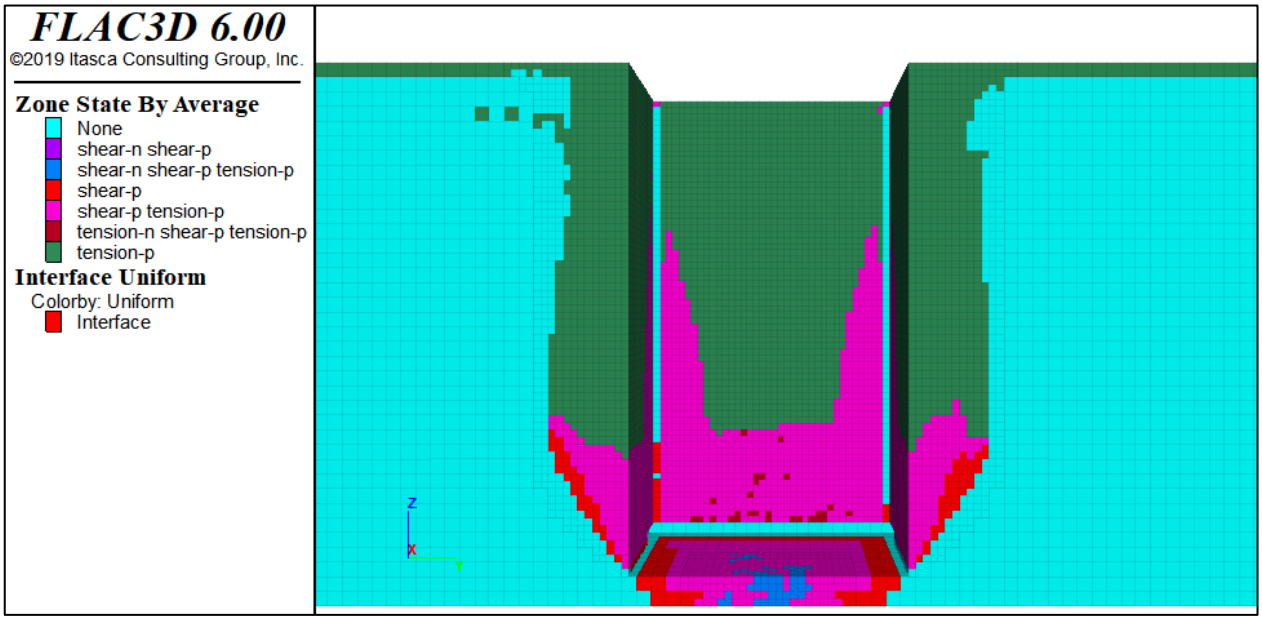


Figura 6.4: Elementos que fallan en el modelo tridimensional sin gravas en excavación 150x150 metros. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019.

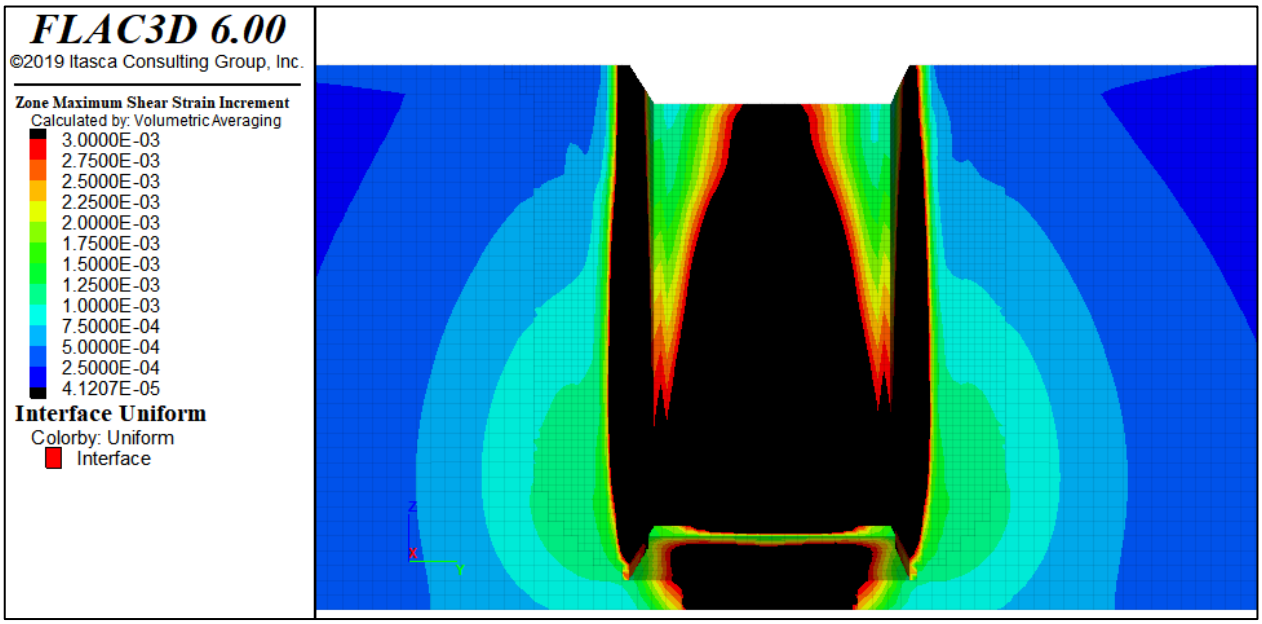


Figura 6.5: Deformaciones de corte máximas en modelo tridimensional sin gravas con excavación 150x150 metros. Fuente: elaboración propia en FLAC3D, 2019.

En la Figura 6.4 se aprecia un claro aumento en la subsidencia que debería formarse al realizar una excavación de 150x150 metros, y en la Figura 6.5 se observan en negro los elementos que podrían considerarse como subsidencia. En superficie, esto se traduce en 7 metros de subsidencia, aproximadamente. Además, en la se ve que todos los elementos que están en la cara libre superior del modelo fallan. Esto ocurre por su desconfinamiento, consecuencia de eliminar de golpe las gravas del modelo, por lo que no debe ser considerado en el análisis.

El agrandar la excavación provoca un evidente efecto en los elementos plastificados del modelo, mostrando una tendencia a abrirse desde la base del hundimiento. Esto no se había visto en los otros modelos tridimensionales, lo que indica que la base del bloque a hundir es un factor clave de diseño al momento de analizar la subsidencia. Las deformaciones de corte confirman lo anterior, observando la falla de las paredes enteras de la columna excavada.

7. CONTROL Y MONITOREO GEOTÉCNICO

Se realiza el protocolo de instrumentación para controlar y monitorear los desplazamientos, tensiones, micro sismicidad y formación de grietas en las cercanías de la actividad minera, con el fin de poder comprobar el efecto en la subsidencia de rellenar el cráter con relaves. Además, se busca tener un seguimiento del descenso en la columna del *caving*.

El estudio también incluye una valorización económica de la instalación, operación y control de los instrumentos considerados en el diseño, con el objetivo de incluirlo dentro de la estimación de costos de capital y operacionales del proyecto.

7.1 ELECCIÓN DE INSTRUMENTOS

A continuación, se detallan las cinco variables de interés que se busca monitorear, junto con el instrumento elegido para su control:

- Seguimiento del descenso de la columna del *caving*: se elige activar el material del relave con algún isótopo radioactivo a definir, para luego realizar un muestreo periódico desde un anillo de mediciones hacia el centro de la columna y detectar el descenso del material activado en una etapa posterior de análisis químico.
- Desplazamientos superficiales y evolución de la subsidencia: se decide usar el instrumento *Time-Domain Reflectometry* (TDR), ya que tiene un bajo costo de instalación y permite un monitoreo remoto y rápido. Además, es capaz de soportar mayores deformaciones que la mayoría de los otros instrumentos comerciales. La vida útil de sus baterías alcanza los 7 años, así que es totalmente compatible con la duración del proyecto, que es de 4 años.
- Tensiones a medida avanza el *caving*: se eligen las celdas *Hollow Inclusion (HI*), ya que posibilita la determinación de la orientación y magnitud de los tres esfuerzos principales en el macizo rocoso en una sola medición, así como el confinamiento. Se pueden utilizar las mismas perforaciones que usa el TDR aplicando *overcoring*, para realizar medición y monitoreo de las variables.
- Micro sismicidad: se escoge usar un arreglo de geófonos y acelerómetros que considere un diseño geofísico. La combinación de ambos instrumentos permite llevar un monitoreo completo y continuo de la variable de interés, ya que vigila la respuesta en el tiempo y determina el lugar donde ocurre el evento.
- Formación de grietas: se decide usar *crackmeters* para medir desplazamientos a menor escala (precisión ±0,05 milímetros) y *wire crackmeters* para largas distancias (precisión ±1 milímetro), ya que el cable de este último puede estirarse hasta 30 metros. Estos instrumentos son fáciles de instalar, versátiles, confiables y baratos.

7.2 UBICACIÓN DE INSTRUMENTOS

En esta sección se describirá la ubicación de cada instrumento. La mayoría de ellos involucran la utilización del anillo de mediciones, obra que rodea a la columna de hundimiento a una distancia determinada por la subsidencia teórica. Esta galería está planeada solo para

instrumentación, así que no considera el tránsito de equipos mineros. En la Figura 7.1 se observa el diseño del anillo de mediciones y su relación con el resto de las obras mineras.

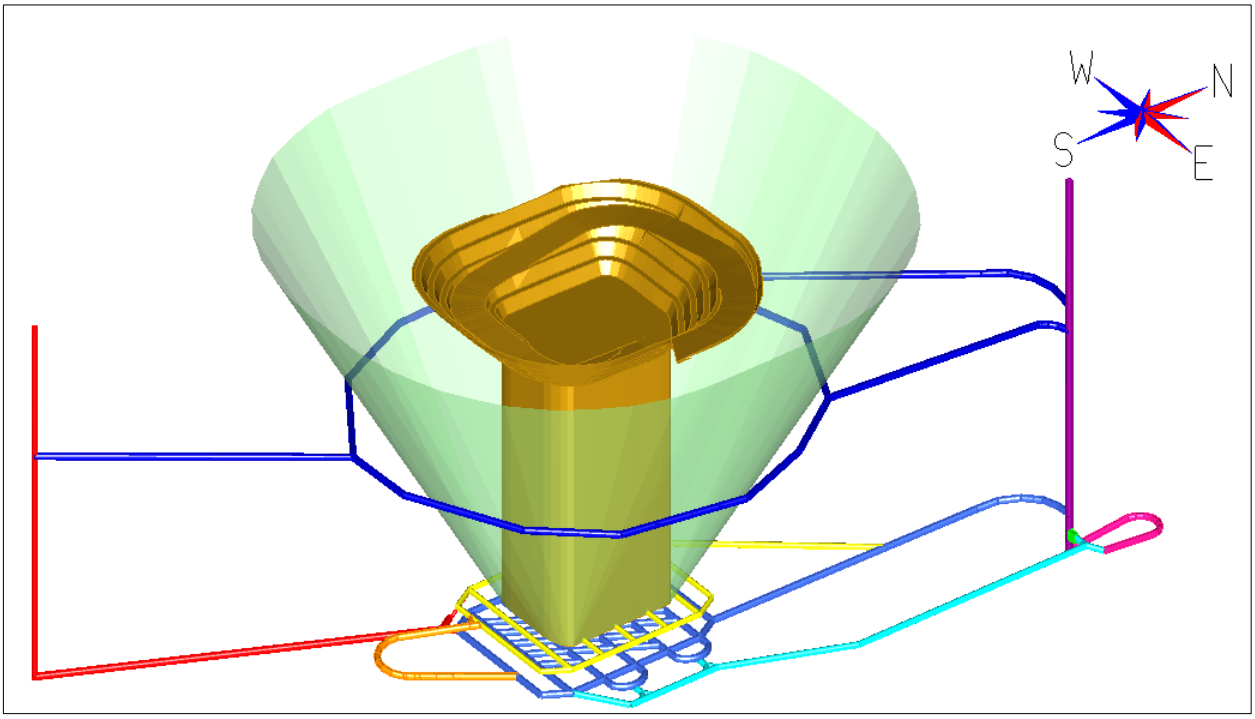


Figura 7.1: Vista de las obras mineras (en dorado), obras subterráneas (en colores), y el anillo de mediciones (en azul). Fuente: elaboración propia en Minesight, 2019.

7.2.1 PERFORACIONES DE CONTROL RADIOACTIVO

Estas se harán desde el anillo de mediciones hacia el centro de la columna (ver Figura 7.2).

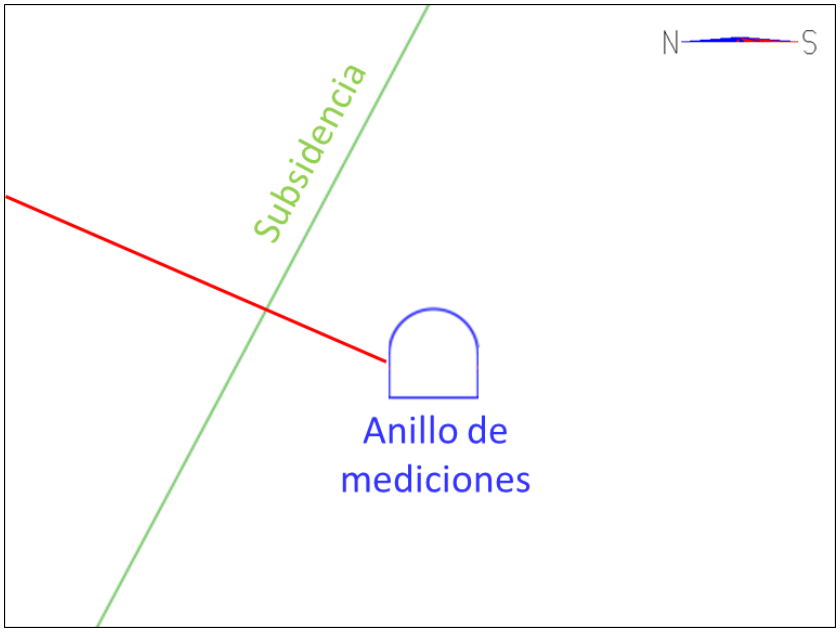


Figura 7.2: Vista esquemática en corte con acercamiento a la disposición de la perforación (línea roja) desde el anillo de mediciones. Fuente: elaboración propia, 2019.

7.2.2 TDR

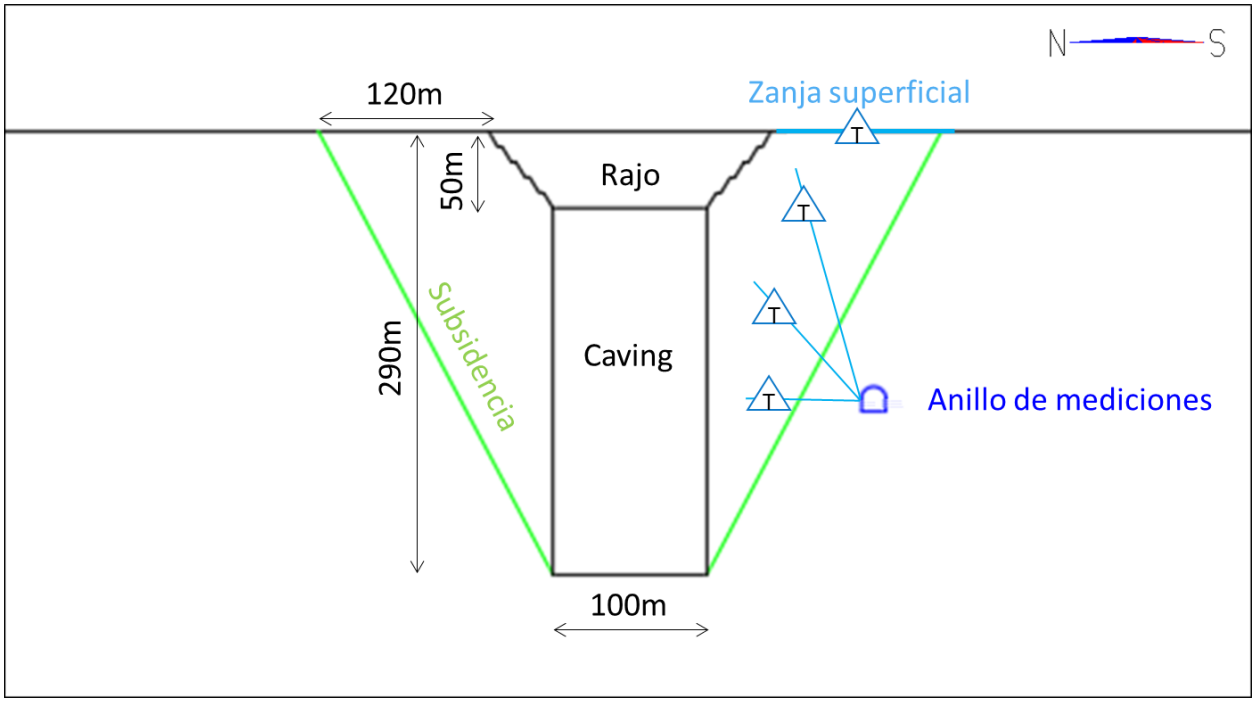


Figura 7.3: Vista esquemática en corte de la disposición del TDR (en triángulos celestes). Este diseño se repite en las 4 direcciones principales. Fuente: elaboración propia, 2019.

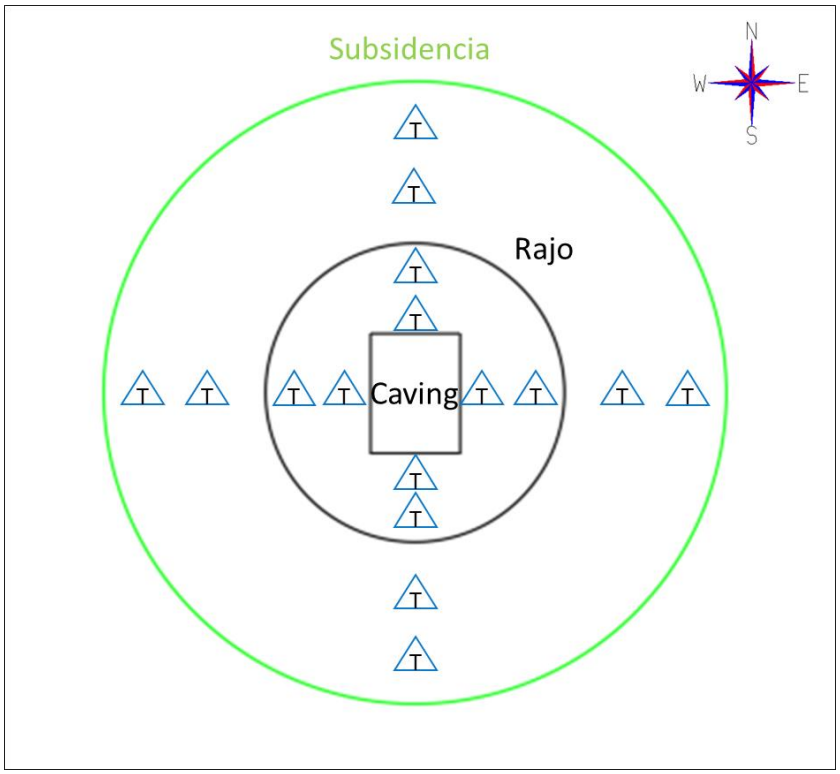


Figura 7.4: Vista esquemática en planta de la disposición del TDR. En total, se observan 16 instrumentos. Fuente: elaboración propia, 2019.

7.2.3 CELDAS DE CARGA

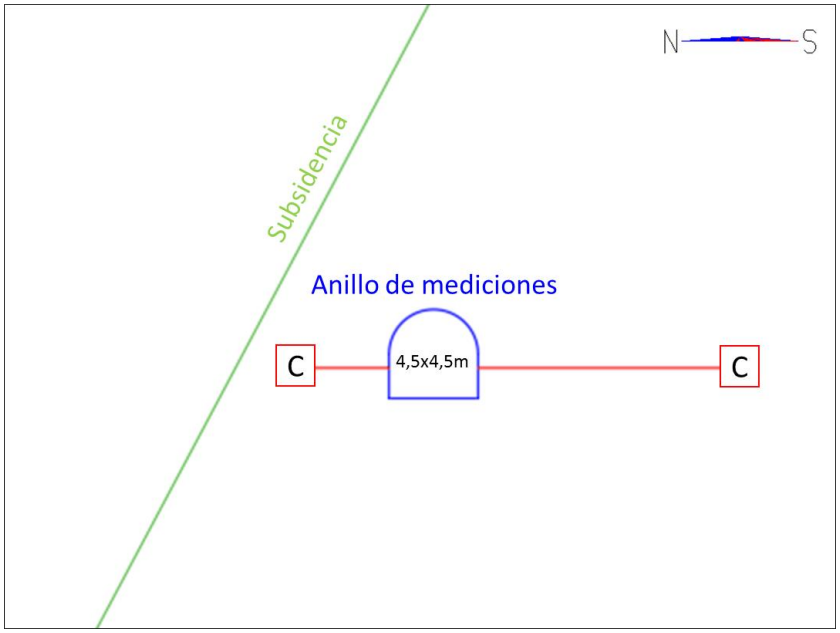


Figura 7.5: Vista esquemática en corte con acercamiento a la disposición de las celdas HI (rectángulos rojos) en el anillo de mediciones. Este diseño se repite en 2 direcciones principales. Fuente: elaboración propia, 2019.

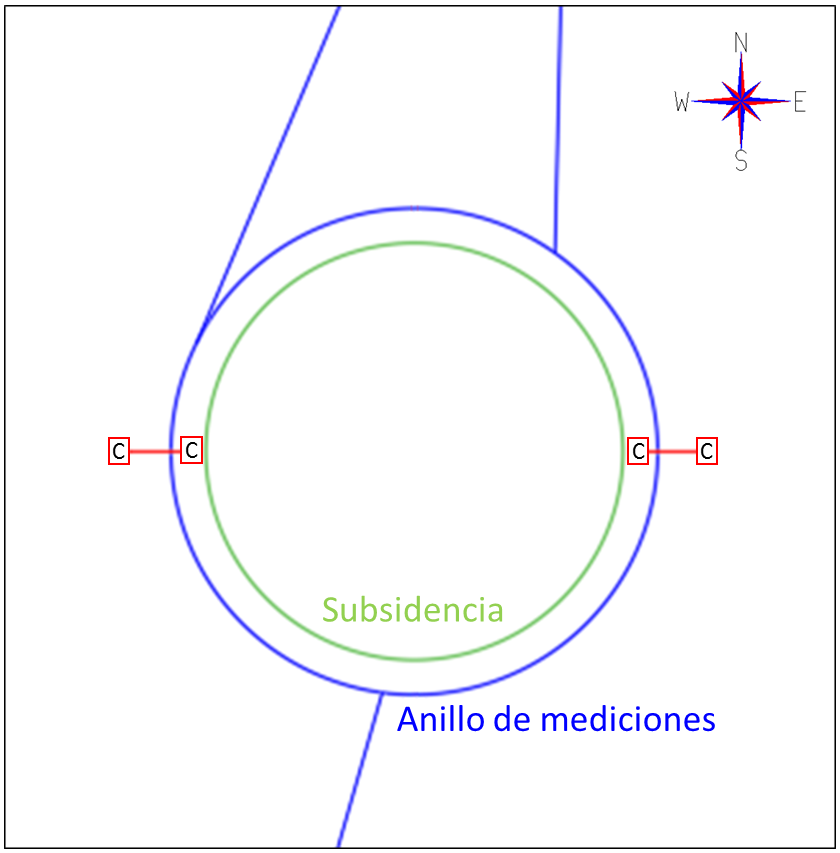


Figura 7.6: Vista en planta de la disposición de las celdas HI. En total, se observan 4 instrumentos. Fuente: elaboración propia, 2019.

7.2.4 GEÓFONOS Y ACELERÓMETROS

Este diseño está sujeto a un estudio geofísico que determine la ubicación de los instrumentos.

7.2.5 CRACKMETERS Y WIRE CRACKMETERS

Estos instrumentos no requieren diseño, ya que se utilizarán en el lugar que sea necesario según aparezcan las grietas.

7.3 VALORIZACIÓN ECONÓMICA MONITOREO GEOTÉCNICO

Adicionalmente al diseño del protocolo de instrumentación y control de variables geotécnicas, se lleva a cabo una cotización con empresas expertas de la implementación, operación y monitoreo del sistema, con el fin de complementar la valorización económica de la realización del Proyecto Demo en el yacimiento IDO.

En el caso de las perforaciones para controlar el descenso de la columna de relaves, se consulta con la empresa Trazado Nuclear e Ingeniería Ltda., la que propone la idea de activar radioactivamente el relave o usar trazadores radioactivos para dicho propósito. En ambos casos, se requiere un análisis químico de muestras posterior que permita determinar la presencia de material activado. El isótopo radioactivo a utilizar y el procedimiento detallado están sujetos a un estudio conceptual responsabilidad de la misma empresa. Así, la cotización de dicho estudio se observa en la Tabla 7.1. Cabe destacar que no se incluyen los costos de las perforaciones HQ/NQ necesarias ni el análisis químico de muestras.

Tabla 7.1: *Valorización económica del estudio conceptual para el seguimiento del descenso de la columna de relaves. Fuente: Análisis Técnico Económico código FR-TNI-27, Trazado Nuclear e Ingeniería Ltda, 2019.*

TRAZADO NUCLEAR	
Ítem	Costo [$]
HH Jefe Proyectos	$ 2,576,000
HH Ingeniero Senior	$ 3,808,000
HH Técnico Especializado	$ 1,680,000
TOTAL	$ 8,064,000

El resto de variables de interés presentes en la sección 7.1 se consultan con la empresa Geosinergia Ltda., que es una empresa internacional especializada en monitoreo geotécnico, con más de 16 años de experiencia en la industria minera y de obras civiles. En este caso, la cotización incluye los costos de los instrumentos, servicio de instalación y el sistema de envío de datos de manera remota.

Tabla 7.2: *Valorización económica de la implementación, instalación y operación de instrumentos para control de variables de interés. Fuente: Propuesta económica INS-0640819, Geosinergia Ltda, 2019.*

	GEOSINERGIA	
	Ítem	**Costo [$]**
TDR	Sistema SSTDR	$ 31,680,000
	Cable TDR	$ 4,190
HI cells	Suministro, instalación y medición	$ 31,380,000
	Perforación de sondaje por sitio	$ 9,480,000
	Ensayo adicional para validar (opcional)	$ 2,160,000
	Costo stand by de personal y equipos	DIAS*580000
	Costo stand by de equipos de sondaje	DIAS*620000
Geófonos	Sensor geófono triaxial	$ 4,250,000
	Sistema interrogador de geófonos	$ 12,120,000
	Acelerómetro triaxial con registrador	$ 13,120,000
Crackmeters y wire crackmeters	Crackmeter 150mm con 10m de cable	$ 520,000
	Wire crackmeter digital con 10m de cable	$ 1,790,000
	Nodo geotécnico con alcance de 15km	$ 1,390,000
	Gateway capturadora de datos	$ 2,850,000
	TOTAL	**$ 110,744,190**

8. CONCLUSIONES

El yacimiento IDO se pudo caracterizar a nivel de ingeniería conceptual a través de varios estudios realizados entre los años 2006 y 2010, por diversas empresas. Esto permite tener un entendimiento de las características del macizo rocoso presente en el lugar, lo que a su vez posibilita la estimación de la información faltante para desarrollar de buena forma el modelo. A pesar de esto, se debe mantener una afinidad entre los parámetros a asignar para cada litología considerada.

Dado que el estudio hidrogeológico indica que se transmite agua en pocas cantidades, la que fluye a través de la interfaz grava-roca, se desprende que no afectará mayormente a la minería subterránea y que su explotación como recurso para la explotación no es viable. Esto se confirma al ver los bajos caudales que se miden en los dos piques cercanos a la ubicación del yacimiento (0,5 y 0,75 litros por segundo).

La metodología usada para este trabajo permite diseñar la mina superficial y subterránea a nivel conceptual. Adicionalmente, también permite determinar la base del bloque a hundir, la orientación de las obras subterráneas y la dirección de avance del *caving*. Es importante destacar que el correcto comportamiento de estas características solo será posible de validar terminada la modelación numérica, especialmente lo referente al hundimiento.

El diseño hecho en este trabajo cumple con el proceso minero convencional para un proyecto que considera una minería superficial seguida de una subterránea. Además, se logran orientar las obras subterráneas asociadas a cualquier explotación de este tipo, así como la dirección en la que debería avanzar el *caving*.

Los modelos preparados en Phase2 y FLAC evidencian el efecto del método WLM en el área superficial afectada por la subsidencia. En el caso del primero, se observa una disminución del 55% en la distancia afectada por la subsidencia con el método, mientras que en el modelo en FLAC, un descenso del 19%.

En el caso del modelo en FLAC3D, el efecto es menos evidente. A juzgar por la sensibilidad de parámetros explicada en el capítulo 6, esto probablemente se explica por una hundibilidad deficiente, contrario a lo predicho en el capítulo 4.2. Lo anterior se debe a que el modelo tridimensional redistribuye las tensiones de otra forma, mostrando menor efecto en la columna del *caving* debido a la consideración de la otra componente horizontal que el modelo bidimensional no toma en cuenta. Otra característica que puede influir es que los factores modificantes asumidos por JRI en su informe no coincidan con las propiedades geomecánicas del macizo rocoso. Esto también explicaría por qué el hecho de disminuir la calidad del macizo rocoso no tuvo el efecto esperado.

La instrumentación geotécnica es el nexo entre el mundo de la modelación y el comportamiento real in situ del macizo rocoso. Tener un buen control y monitoreo de todas las variables que participan en el proceso es clave para la validación de los modelos. Adicionalmente, la valorización de todo este sistema con empresas expertas en el rubro permite tener una idea del

costo que significa implementar los instrumentos, factor clave a la hora de decisiones en un proyecto minero.

Finalmente, se concluye que la aplicación de método WLM tiene un efecto positivo en la disminución de la zona de influencia de una mina subterránea explotada por block caving. Este método permitiría explotar ciertos yacimientos que, por su cercanía a glaciares, monumentos históricos y culturales actualmente no son viables.

9. TRABAJOS A FUTURO

Para realizar un análisis más profundo, se necesita caracterizar geológica y geotécnicamente el yacimiento con más detalle. Esto permitiría reducir notablemente las incertidumbres propias de la modelación, lo que a su vez posibilita tener resultados más fiables y controlados.

La información hidrogeológica es suficiente para descartar la explotación económica del agua, pero no para determinar el impacto que tendrá sobre la determinación del RMR_B. Por lo tanto, si se decide seguir avanzando con este proyecto, es necesario realizar un estudio hidrogeológico más acabado, para así poder determinar con certeza dicho parámetro geomecánico.

Con el fin de tener mayor detalle sobre el comportamiento del ambiente geotécnico del proyecto, se necesita una mayor cantidad de información geológica-geotécnica mediante sondajes. Se estiman unos 38 kilómetros de sondajes DDH y 12 kilómetros de AR para cerrar espaciamientos entre mallas y comprobar tendencias en otras orientaciones (EMSA, 2008).

También sería valioso realizar un estudio detallado de riesgo sísmico, con el fin de determinar a ciencia cierta las condiciones bajo las cuales se desarrollará el proyecto minero, pudiendo incorporar esta información a los modelos numéricos.

En este trabajo, se utilizaron las herramientas que entregaban los *software* para la modelación, según lo recomendado por cada manual. Sería valioso la utilización de otro modelo constitutivo que permita simular la degradación de la roca de mejor manera, o incluso el desarrollo de un modelo especial para este modelo.

El arreglo de geófonos requiere realizar un estudio geofísico para disponer de los instrumentos correctamente, por lo que sería vital llevarlo a cabo para completar el diseño de la instrumentación de control y monitoreo geotécnico.

Preparar modelos tridimensionales más complejos utilizando formulaciones de elementos finitos o discretos sería ideal para capturar de manera más precisa el comportamiento del macizo fracturado. Estos modelos son complementarios a los presentados en este trabajo, y aportan a una mejor representación y predicción de la realidad.

Realizar el proyecto minero Demo WLM es clave para poder verificar los resultados de la modelación, a través de una validación con lo monitoreado por la instrumentación geotécnica.

10. REFERENCIAS

Bartlett, P. J. (1998). *Planning a mechanised cave with coarse fragmentation in kimberlite.* PhD Thesis, University of Pretoria, Sudáfrica.

Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering.* Canadá: Wiley-Interscience.

Brown, E. T. (2007). *Block Caving Geomechanics* (Segunda ed.). Australia: JKMRC University of Queensland.

Deere, D. e. (1967). Design of surface and near surface construction in rock. In failure and breakage of rock. *8th US symposium Rock Mechanics, American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers (SAUS)* (págs. 237-302). New York: American Rock Mechanics Association.

Duncan, J. M., & Chang, C. Y. (1970). Nonlinear analysis of stress and strain in soils. *Journal of Soil Mechanics & Foundations Division, 96*(5), 1629-1653.

EMSA. (2008). *Proyecto Inca de Oro: informe de exploración avanzada 2005-2007.* Santiago.

Flores, G. (2005). *Rock mass response to the transition from open pit underground cave mining.* PhD Thesis, The university of Queensland, JKMRC, Australia.

German Research Centre for Geosciences. (2018). The World Stress Map database release 2016: Crustal stress pattern across scales. (O. Heidbach, M. Rajabi, X. Cui, K. Fuchs, B. Müller, J. Reinecker, . . . M. D. Zoback, Edits.) *Tectonophysics, 744*, 484-498.

Henríquez, H. (2007). *Hidrogeología sector Inca de Oro.*

Hoek, E. (2007). *Practical rock engineering (notes).* Vancouver, Canadá.

Hoek, E., & Brown, E. T. (1980). *Underground excavations in rock* (1 ed.). Londres, Reino Unido: CRC Press.

Itasca CG Inc. (2017). *FLAC3D 6.0 documentation: choice of constitutive model.*

JRI Ingeniería S.A. (2010). *Proyecto Inca de Oro: informe de cierre de estudio de prefactibilidad.* Santiago.

JRI Ingeniería S.A. (2010). *Proyecto Inca de Oro: rumbo y manteo de fallas - área rajo.* Santiago.

Laubscher, D. H. (1984). Design aspects and effectiveness of support systems in different mining conditions. *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Section A, Mining industry*, A70-A81.

Morgenstern, N. R., & Price, V. E. (1965). The analysis of the stability of general slip surfaces. *Geotechnique, 15*.

Muñoz, R. (12 de febrero de 2019). Informe Muestreo Inca de Oro. Santiago, Chile.

SAM S.A. (2006). *Modelo geotécnico Proyecto Inca de Oro.*

SIGA. (2010). *Asesoría geomecánica y recomendaciones de diseño minero.*

Singh, U. K., Stephansson, O. J., & Herdocia, A. (1993). Simulation of progressive failure in hanging-wall and footwall for mining with sub-level caving. *Trans Instn Min Metall, Sect A: Min Industry*, A188-194.

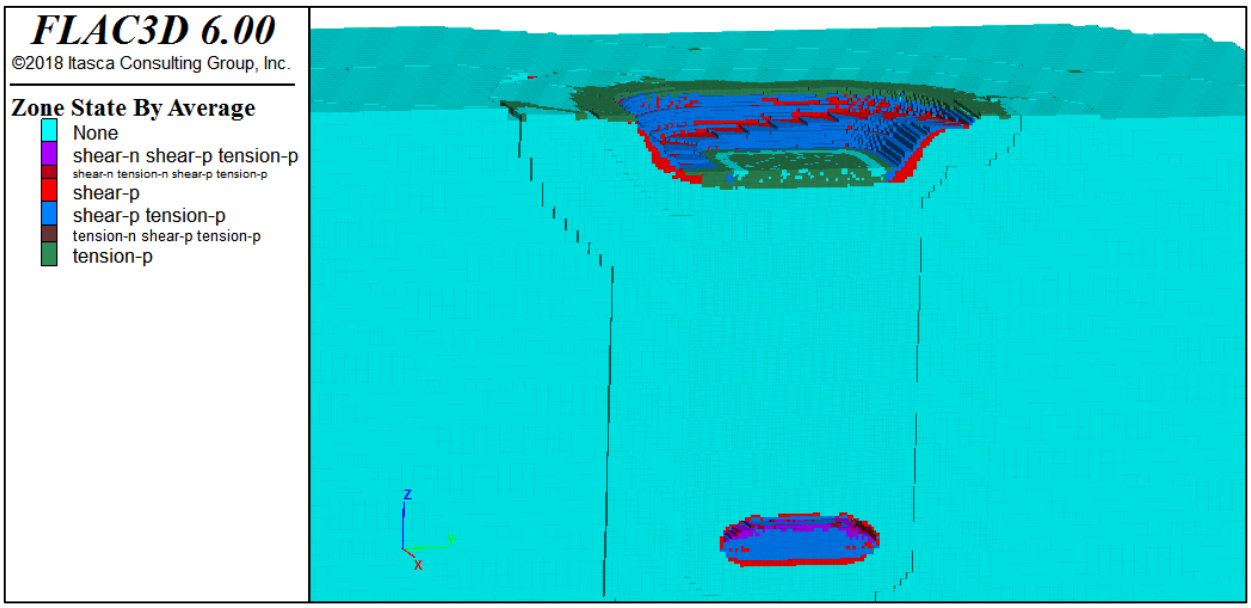
SRK. (2007). *Revisión y actualización del modelo geotécnico - Proyecto Inca de Oro.* Santiago.

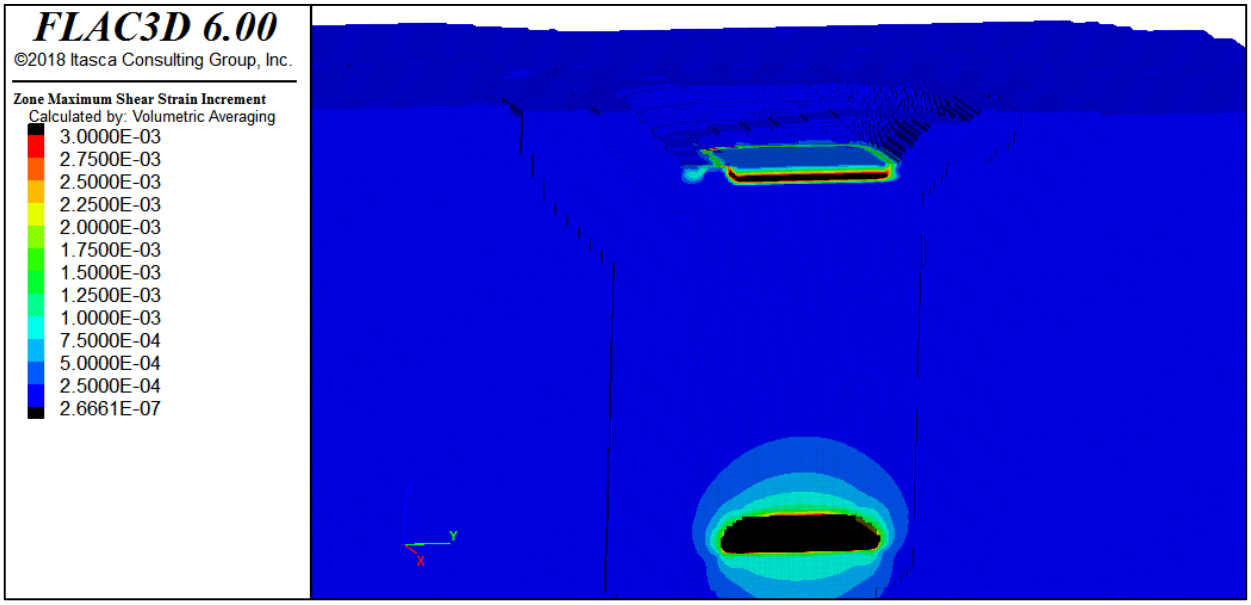
Young, T. (1807). *A course of lectures on natural philosophy and the mechanical arts.* Londres: J. Johnson.

ANEXO A

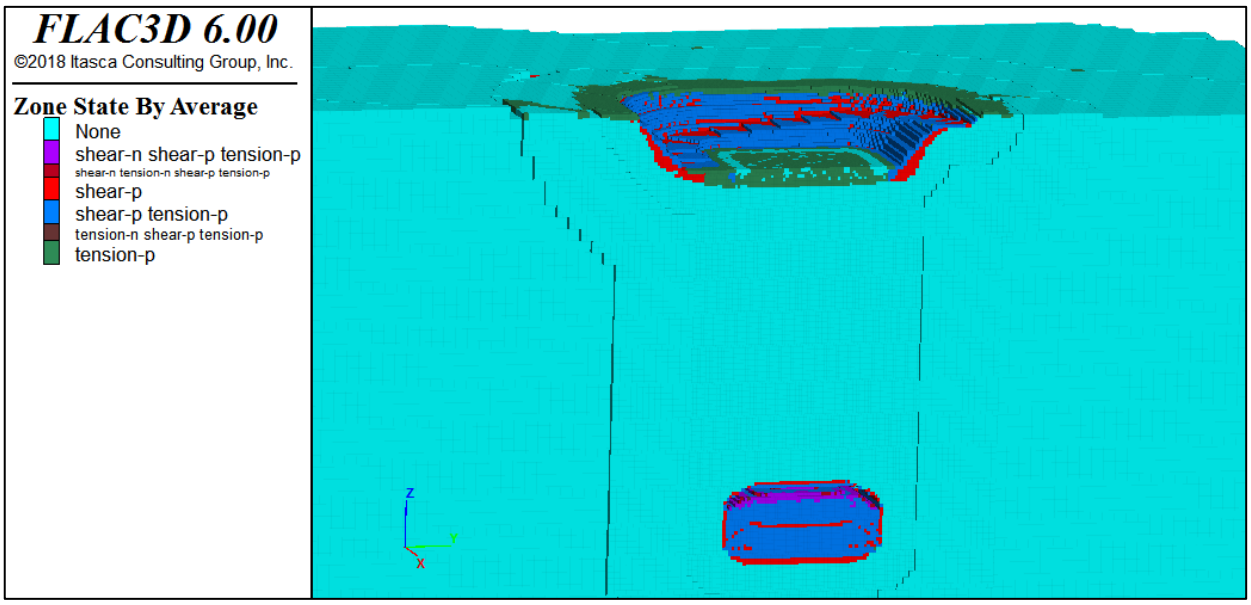
PROPAGACIÓN DE LA FRACTURA FLAC3D: PASO A PASO

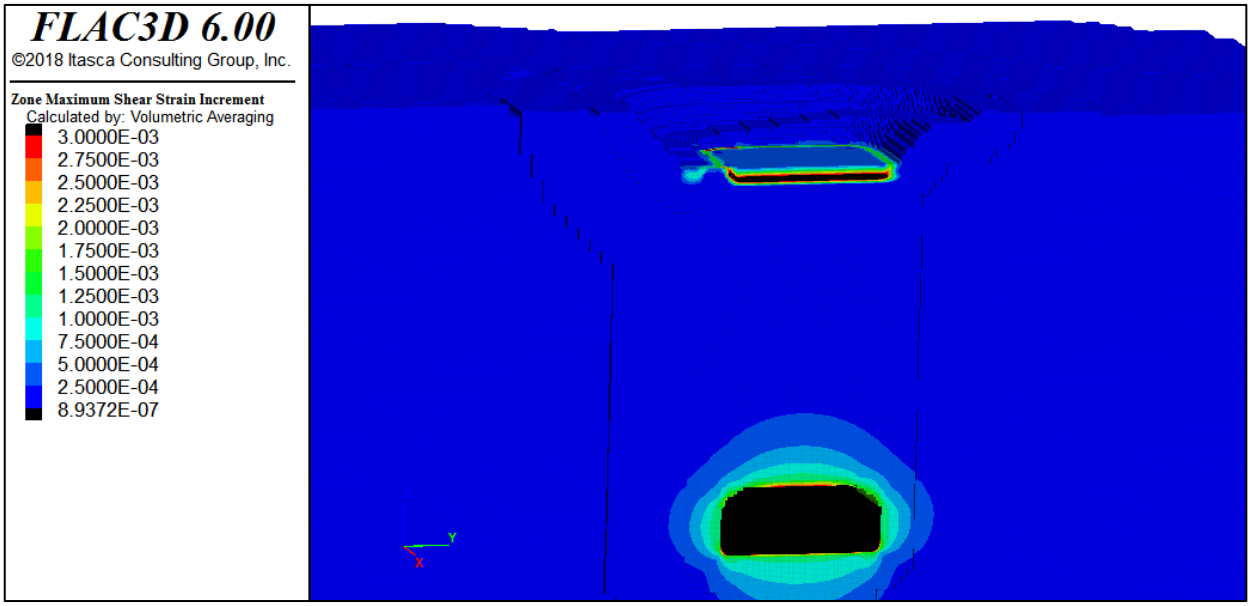
PROPAGACIÓN DE LA FRACTURA 1:



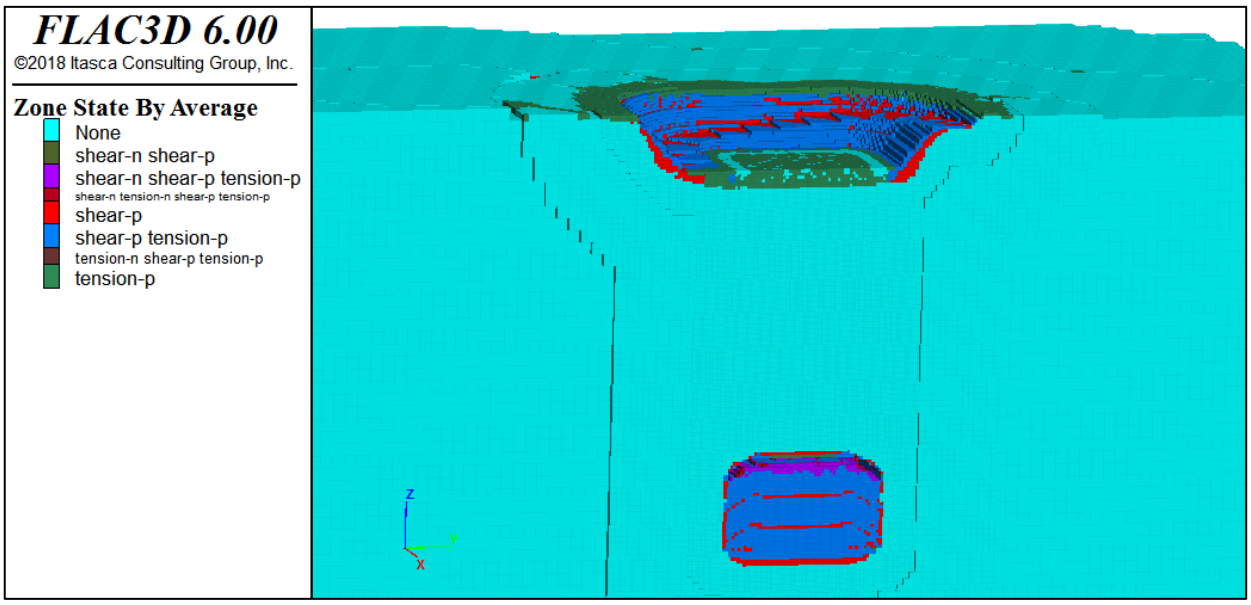


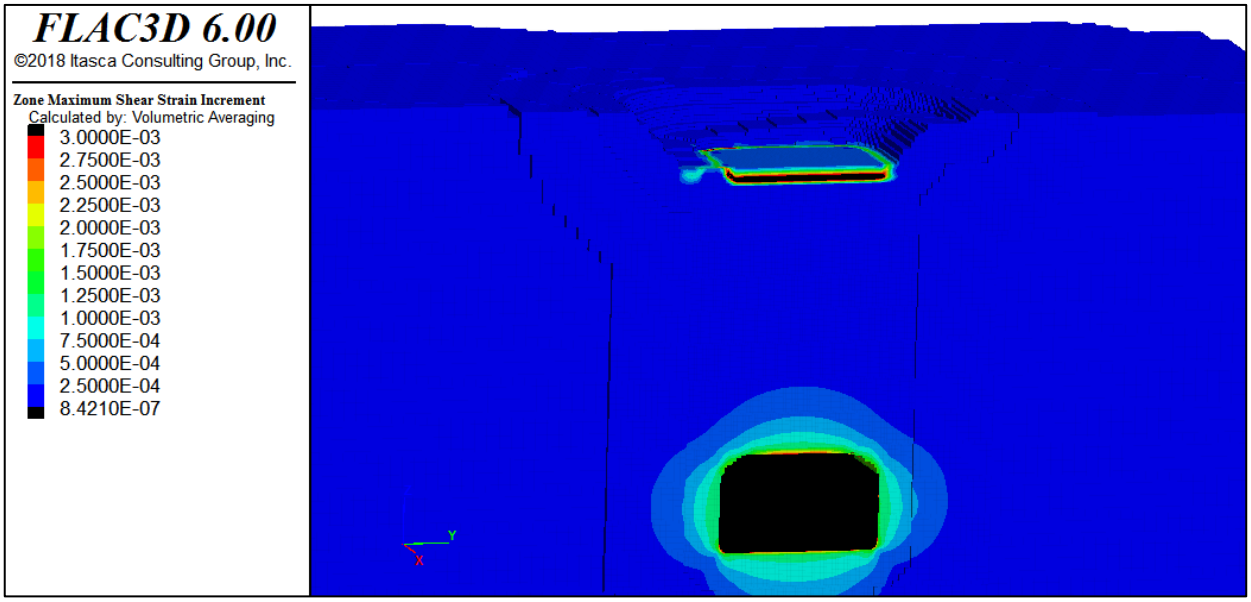
PROPAGACIÓN DE LA FRACTURA 2:



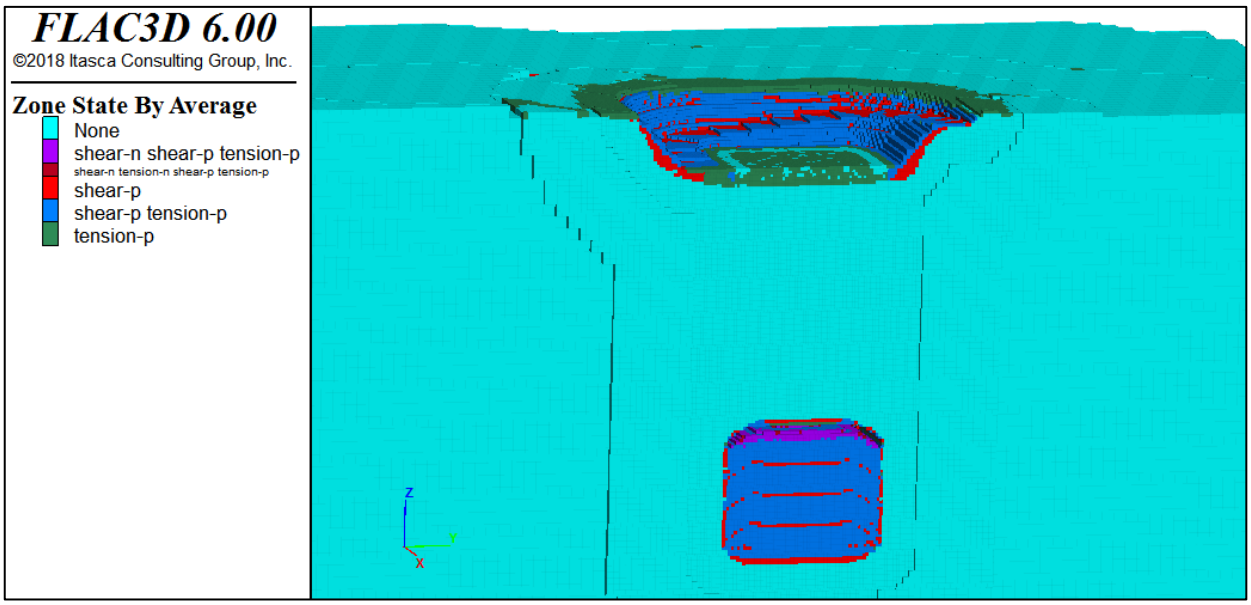


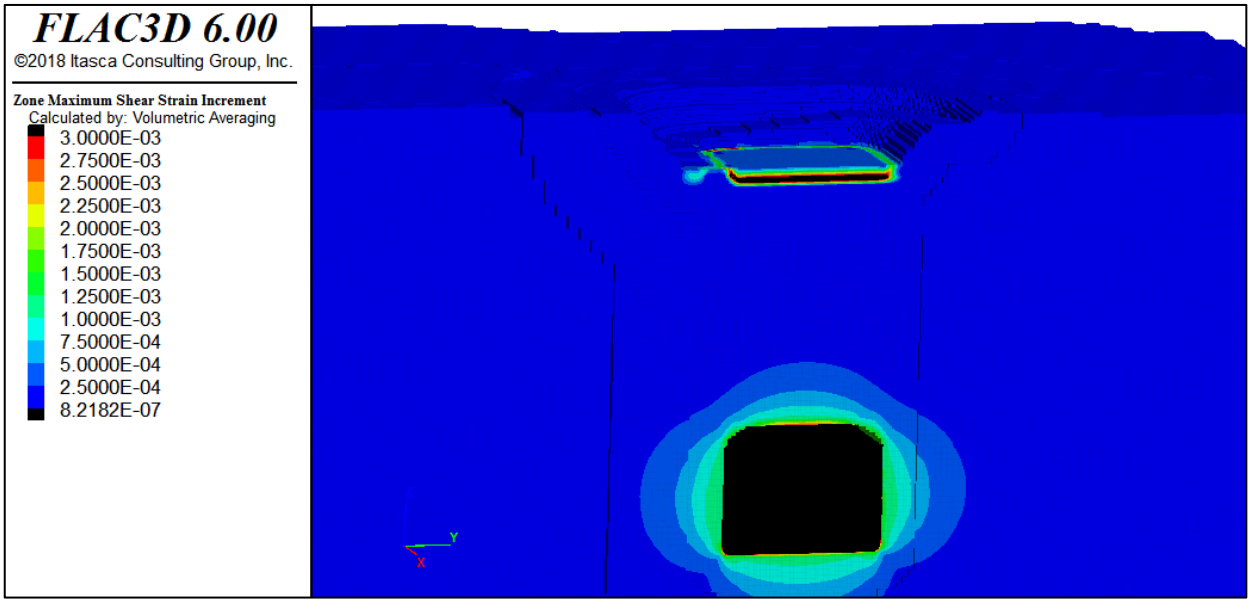
PROPAGACIÓN DE LA FRACTURA 3:



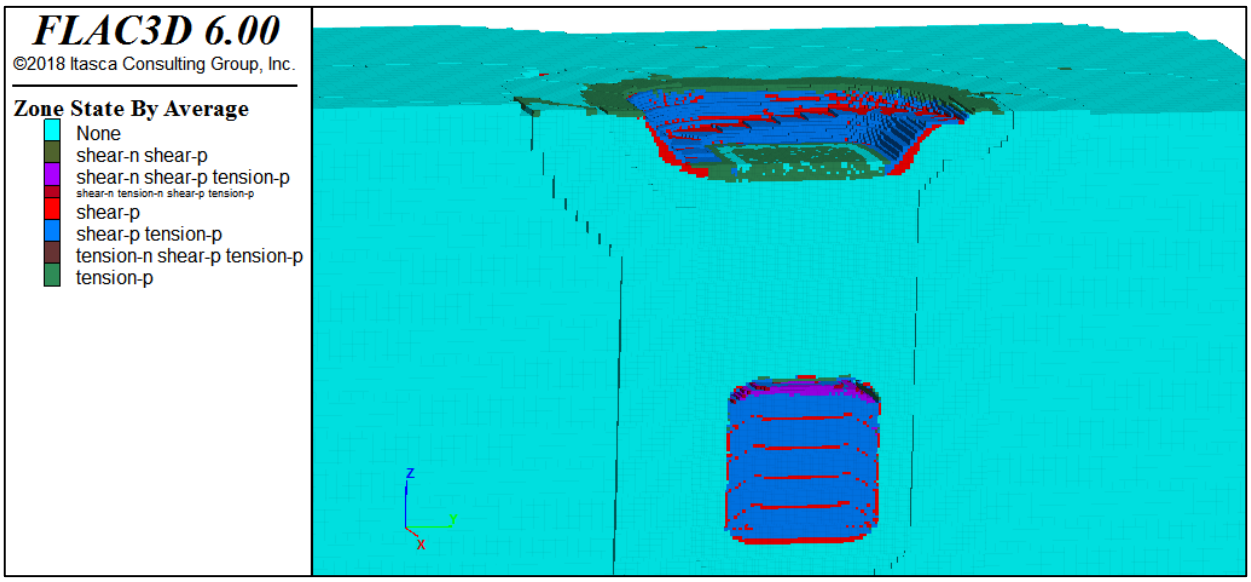


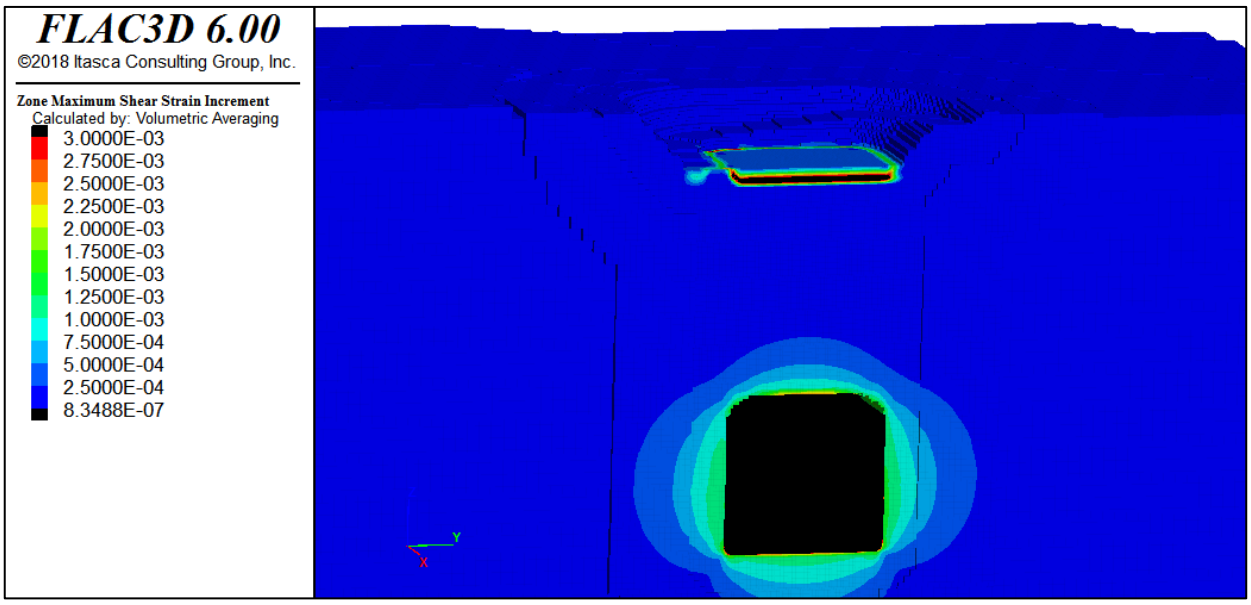
PROPAGACIÓN DE LA FRACTURA 4:



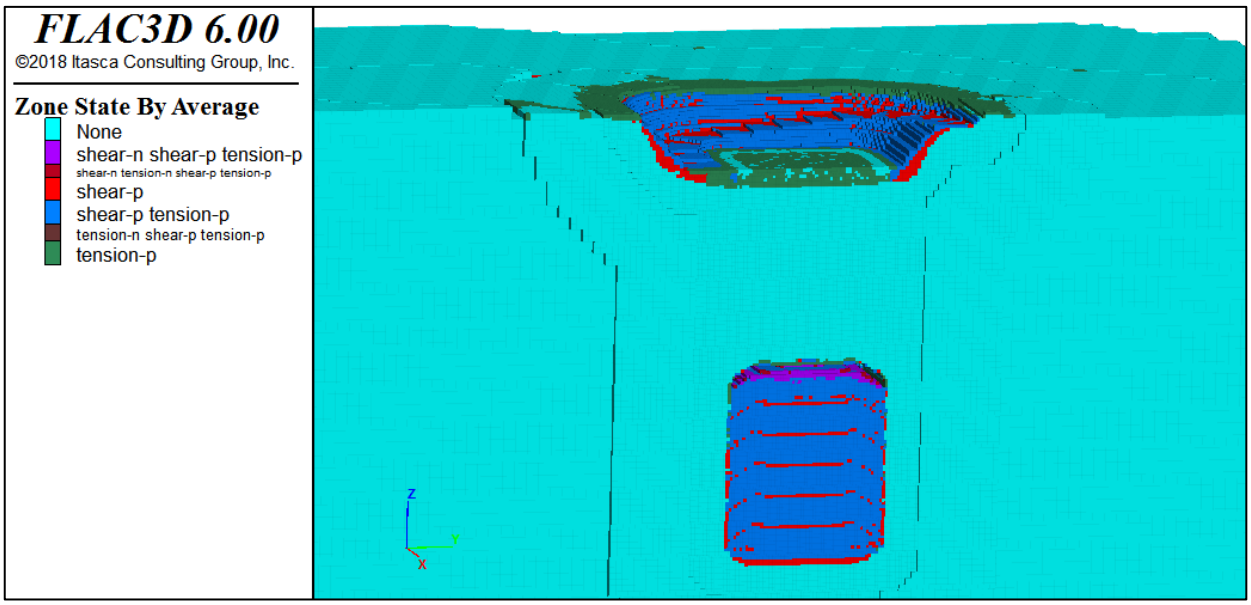


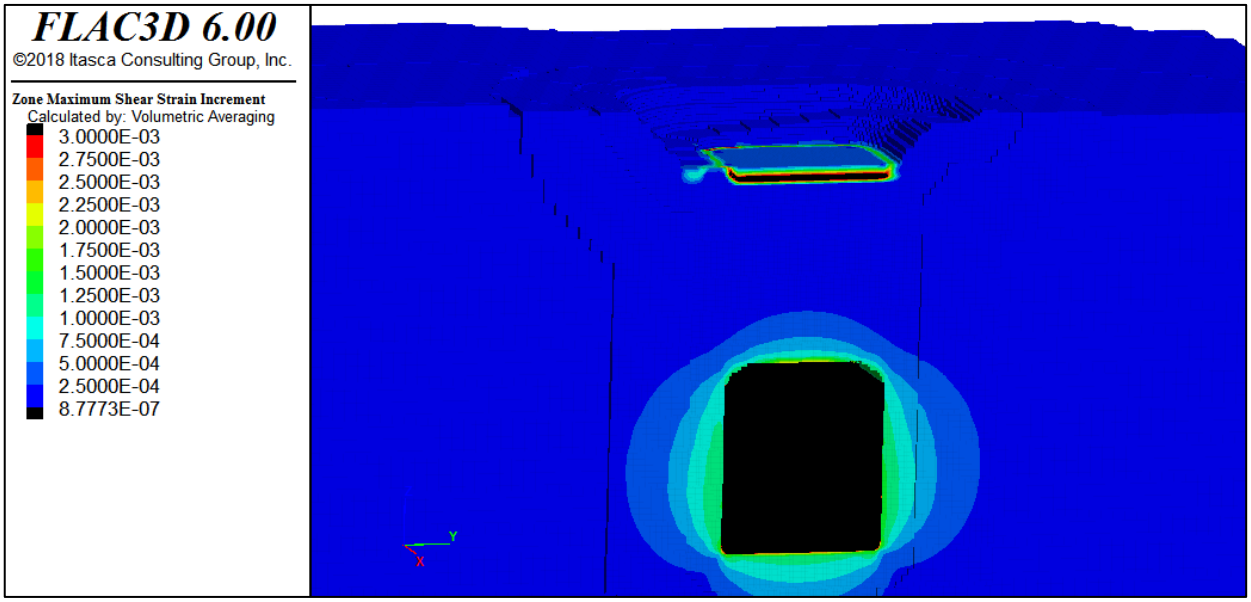
PROPAGACIÓN DE LA FRACTURA 5:



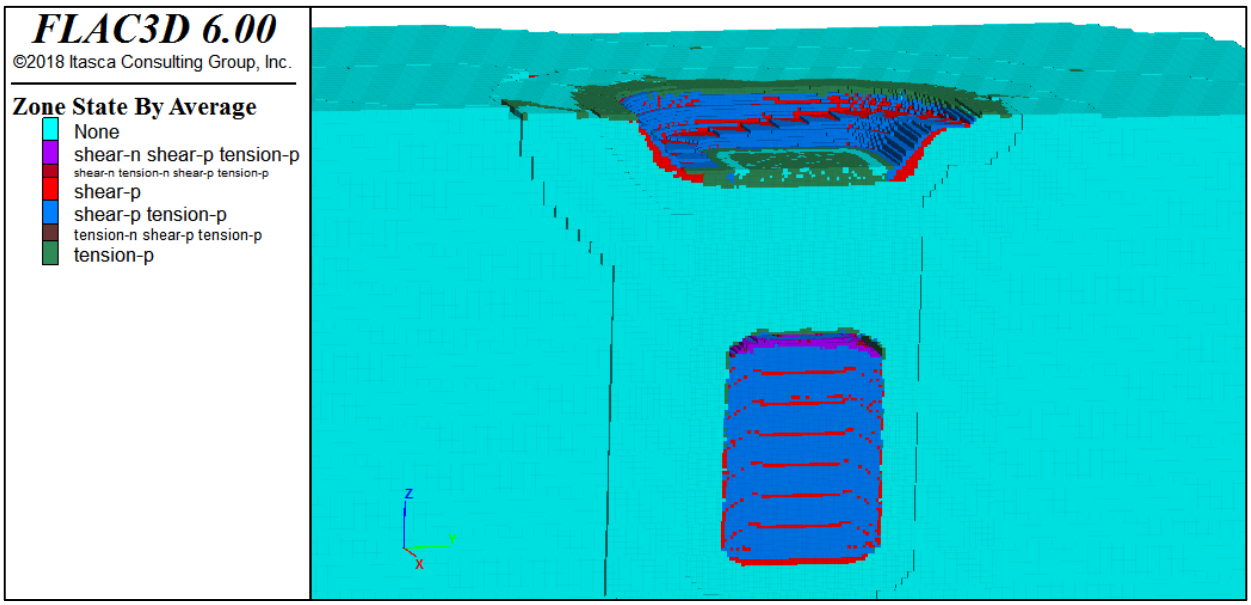


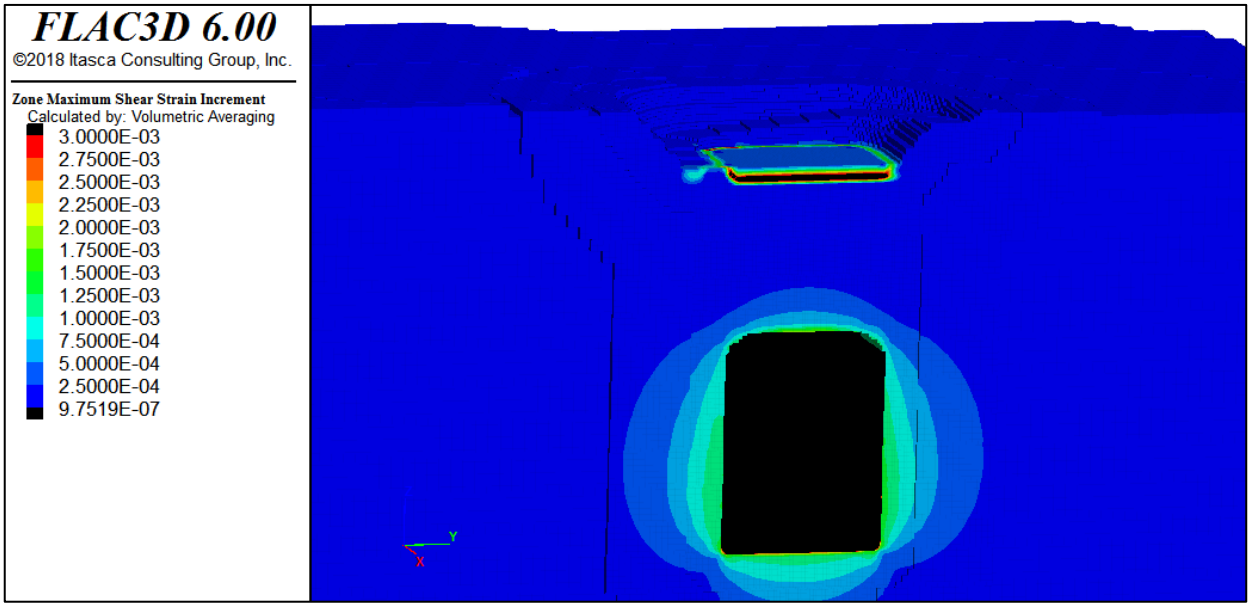
PROPAGACIÓN DE LA FRACTURA 6:



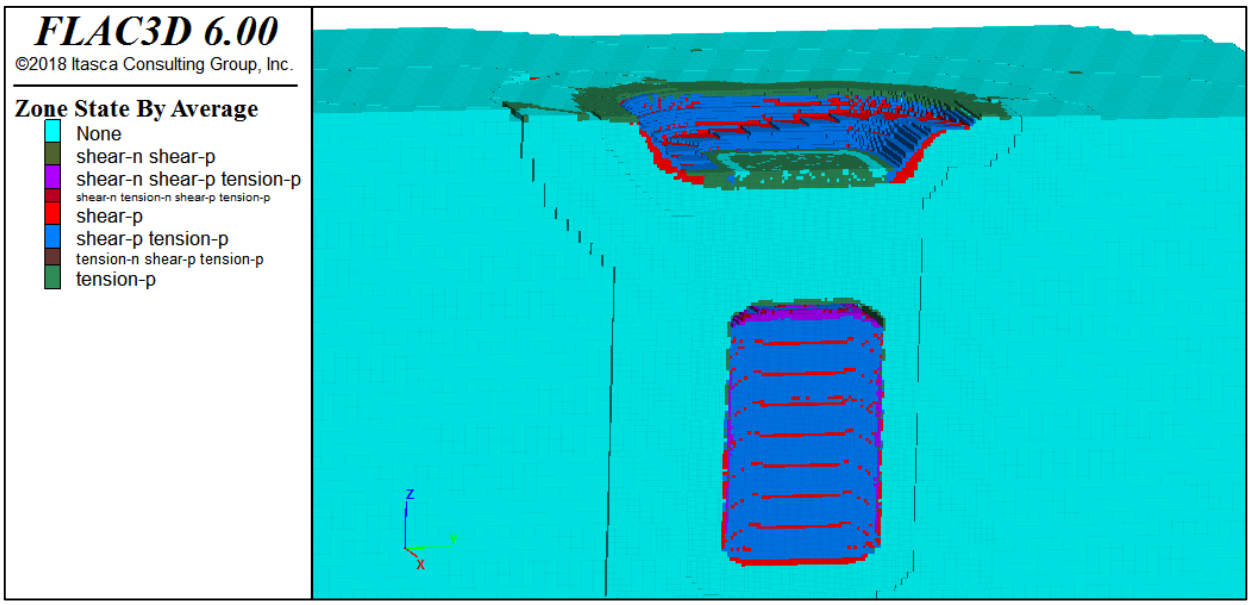


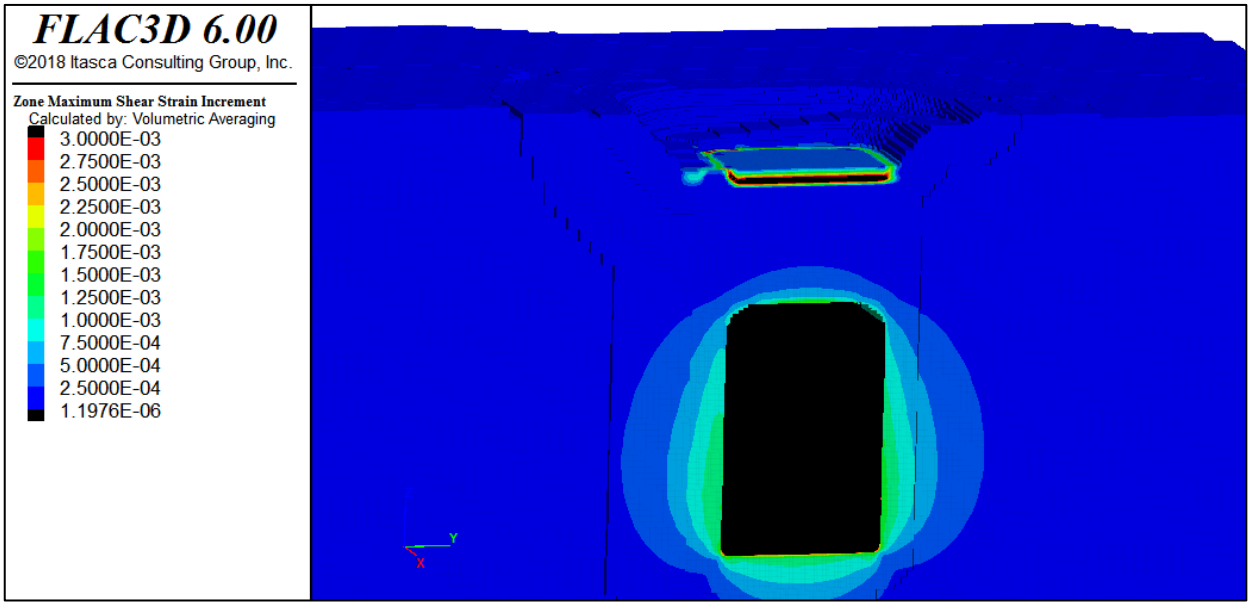
PROPAGACIÓN DE LA FRACTURA 7:



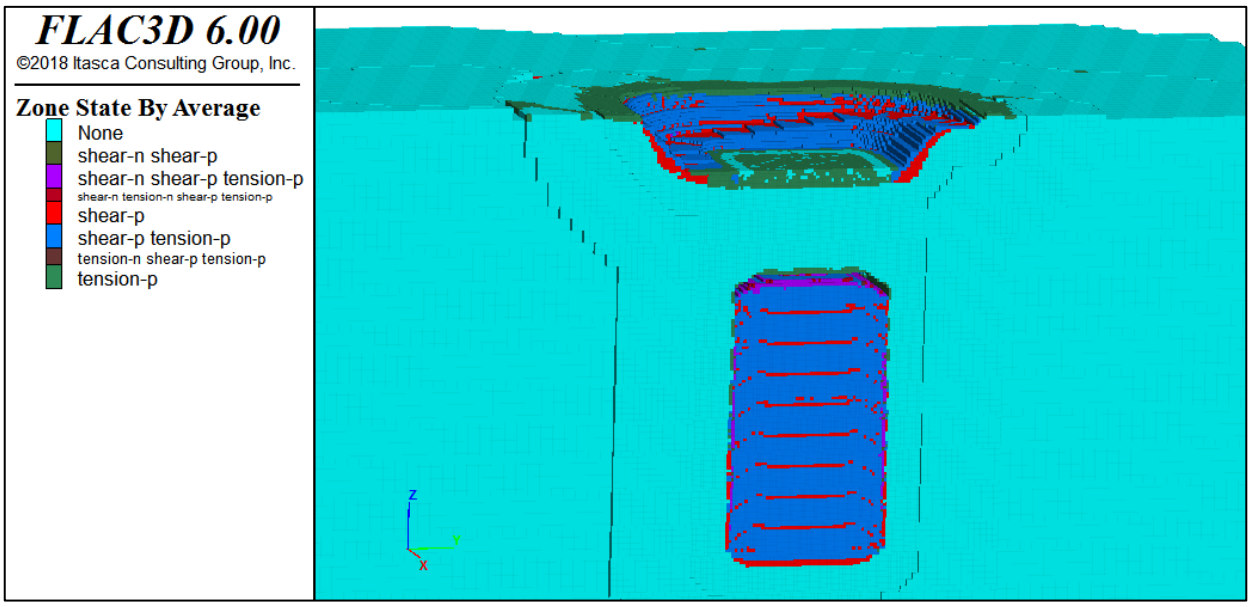


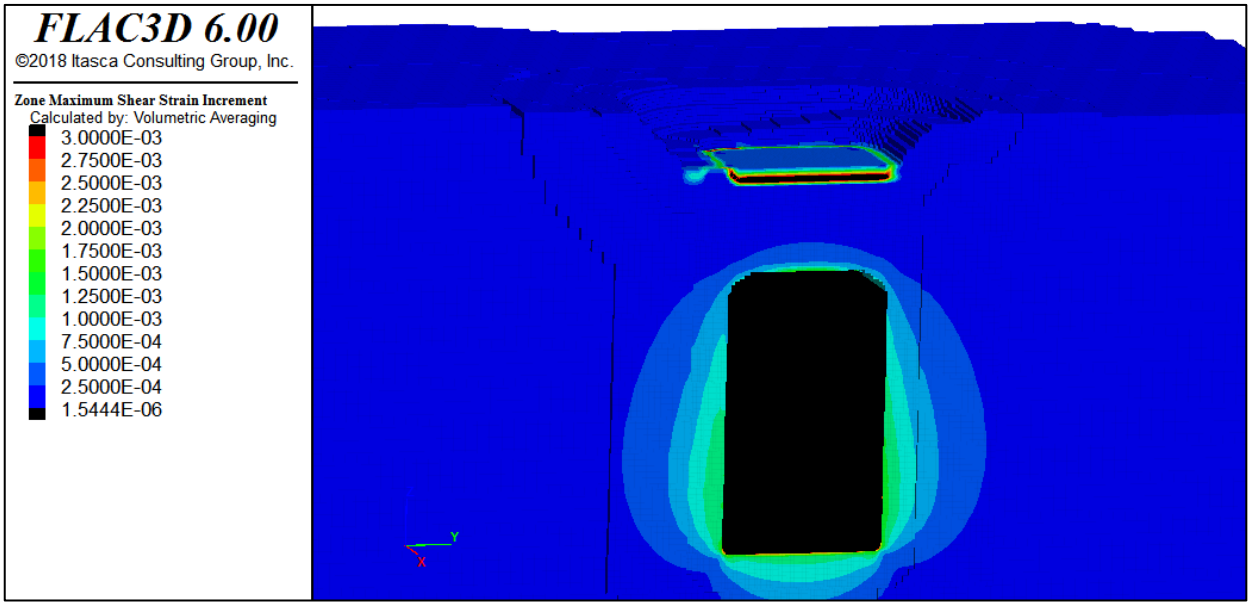
PROPAGACIÓN DE LA FRACTURA 8:



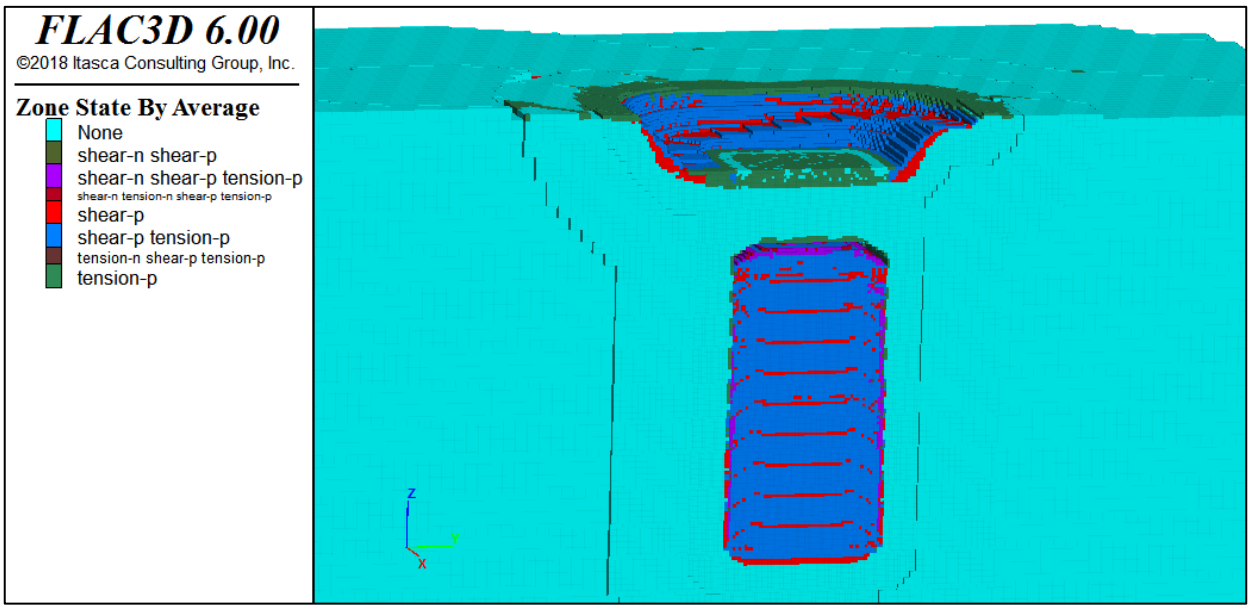


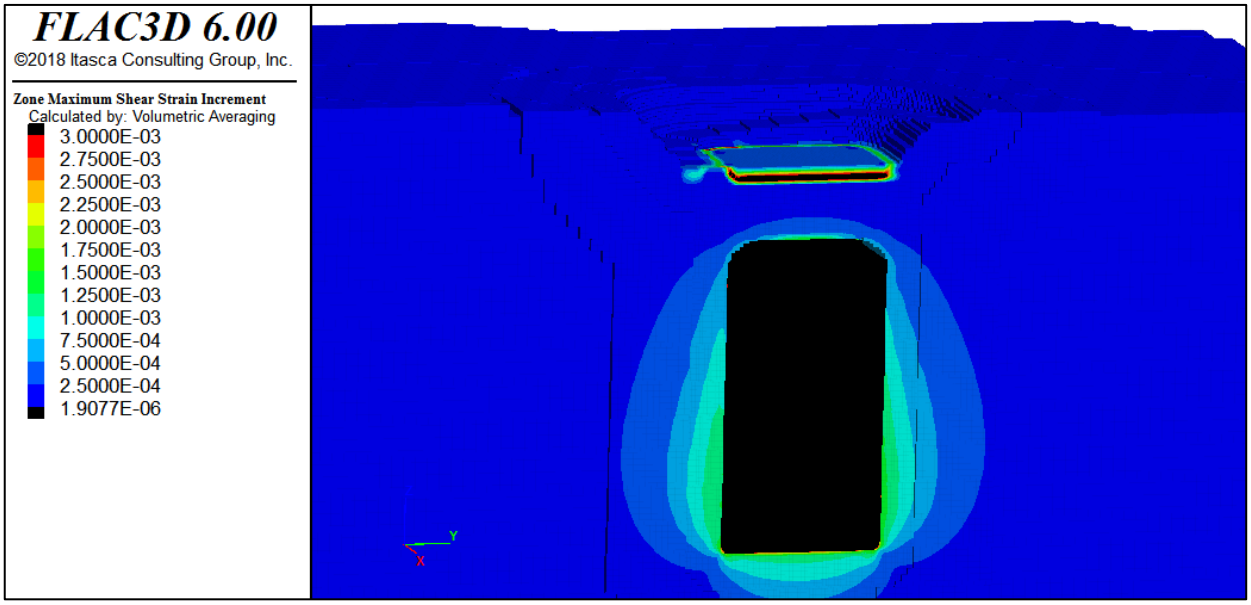
PROPAGACIÓN DE LA FRACTURA 9:



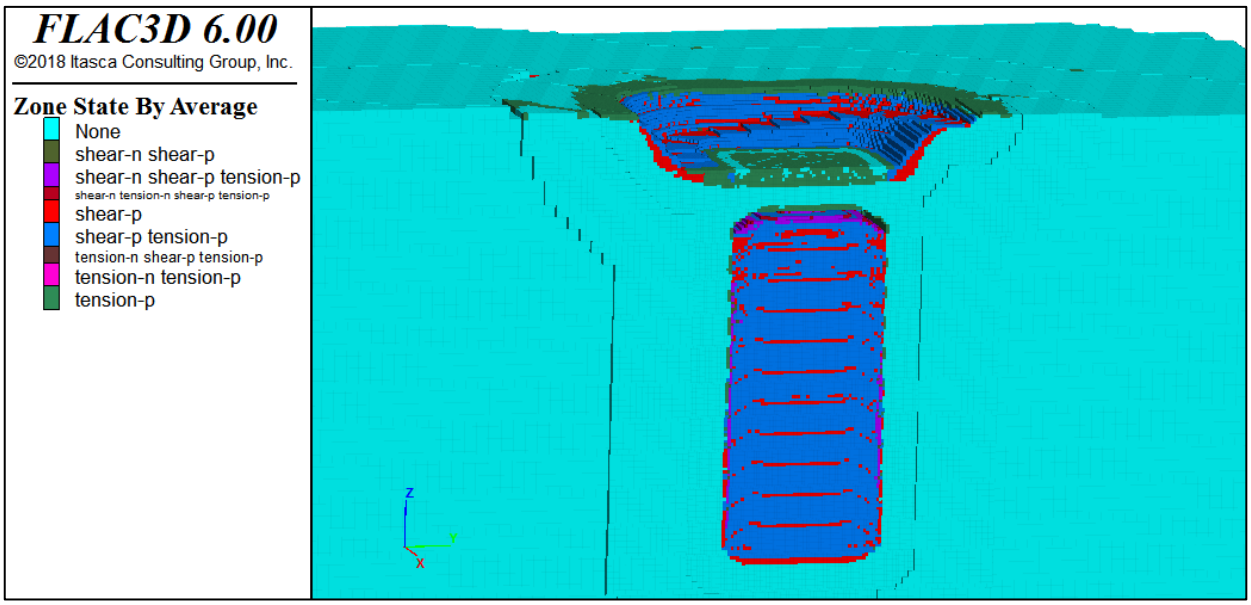


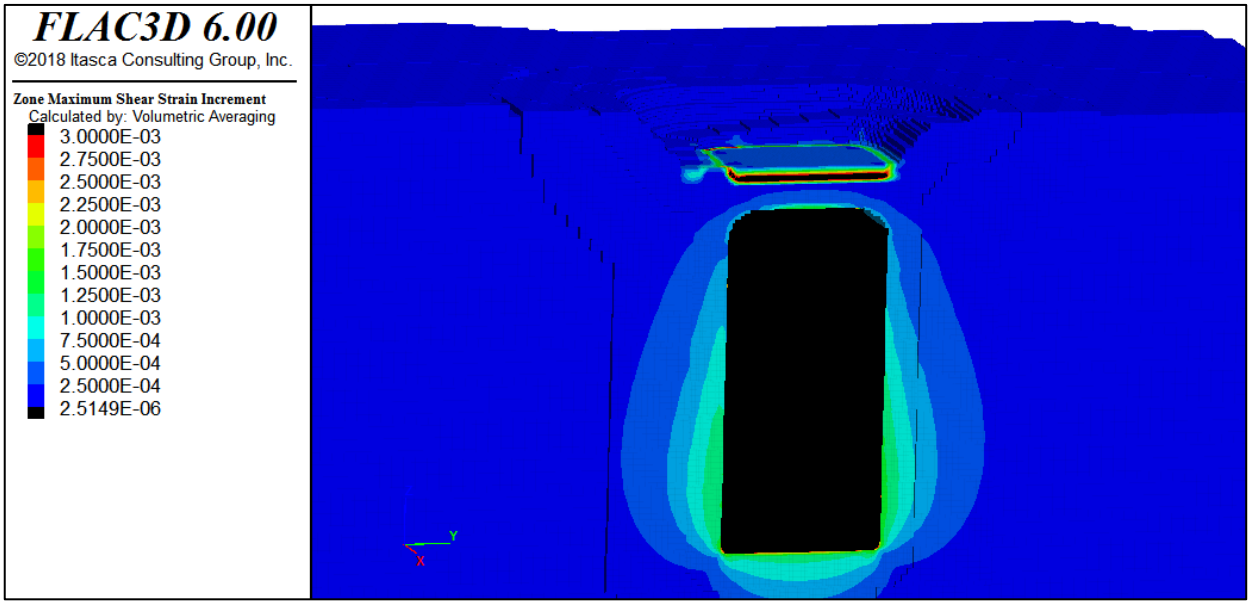
PROPAGACIÓN DE LA FRACTURA 10:



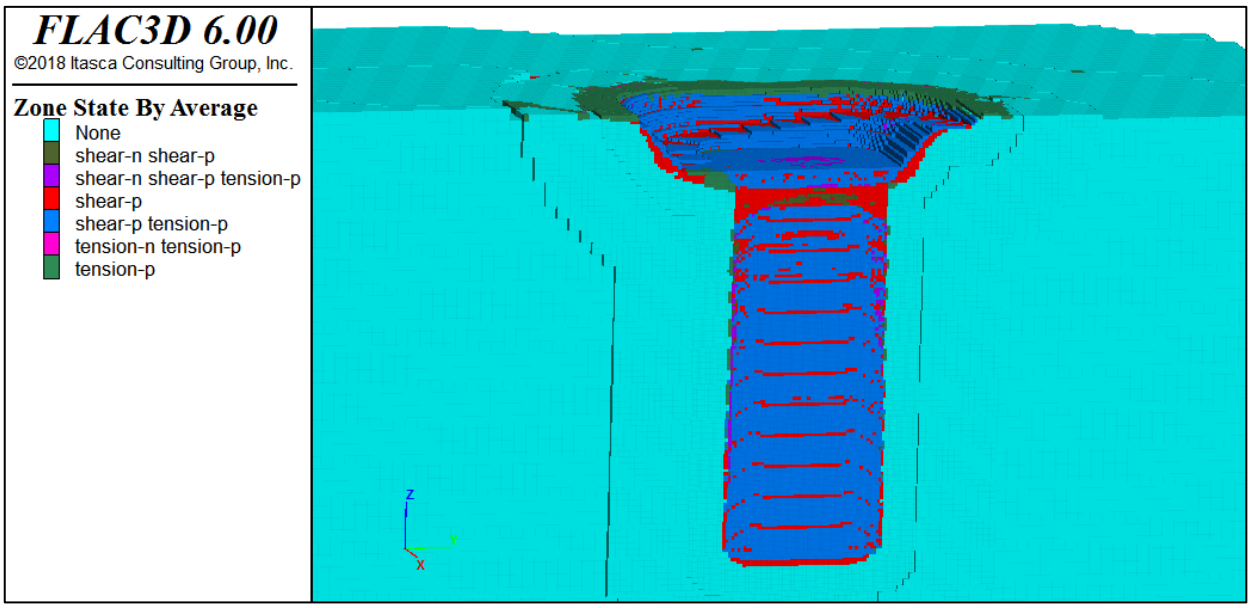


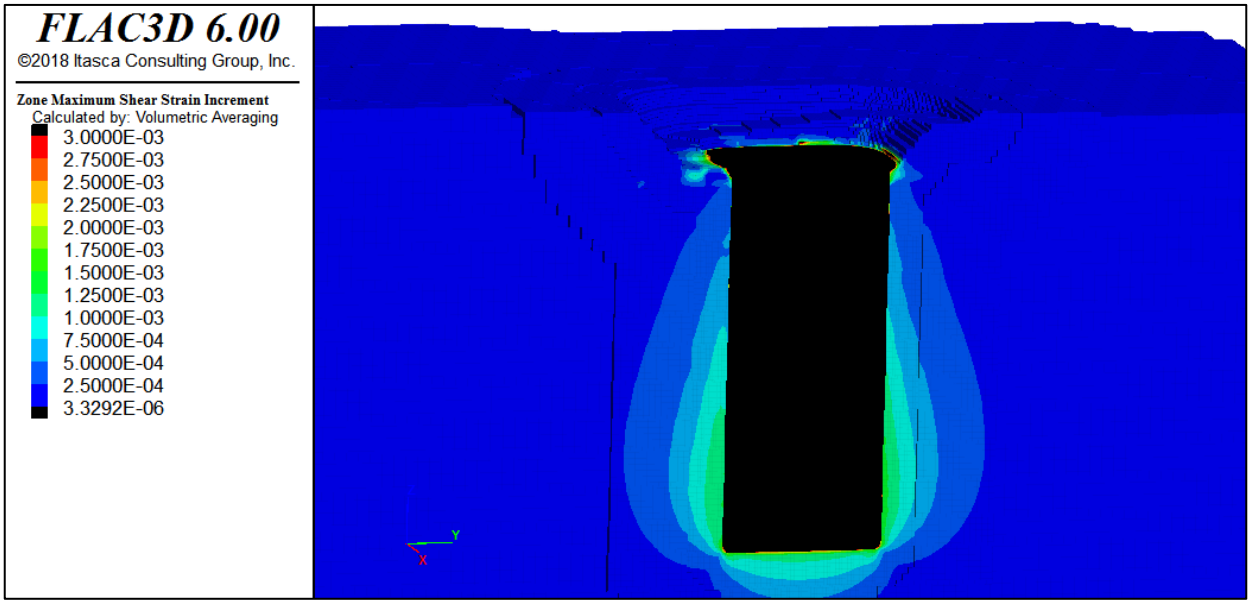
PROPAGACIÓN DE LA FRACTURA 11:





FIN PROPAGACIÓN DE LA FRACTURA:

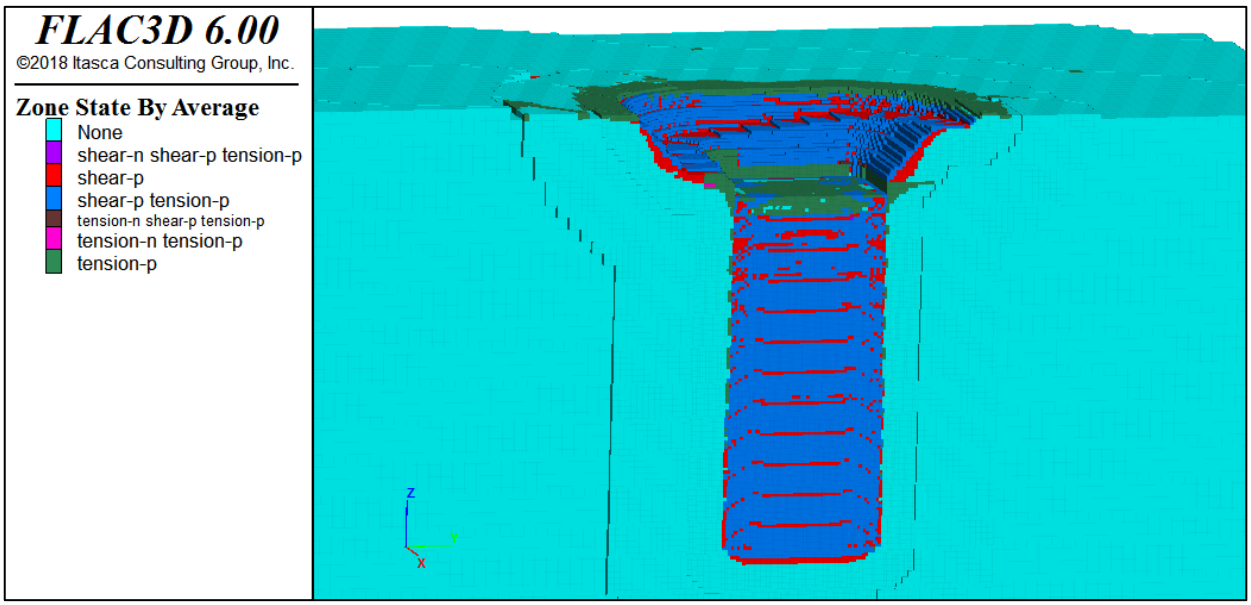


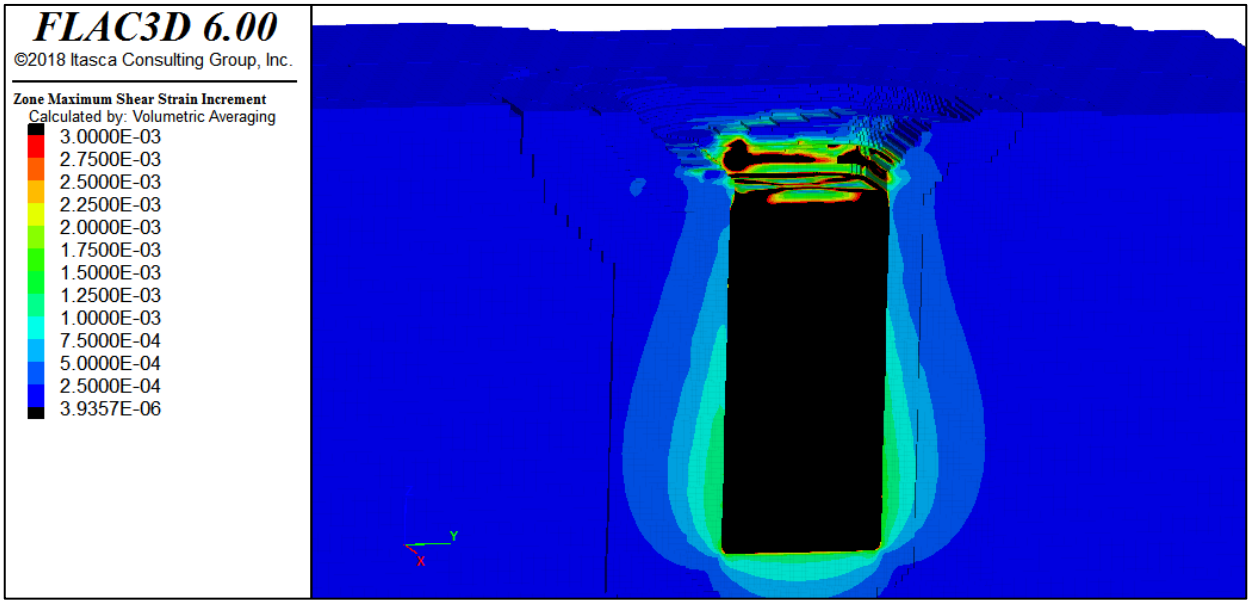


ANEXO B

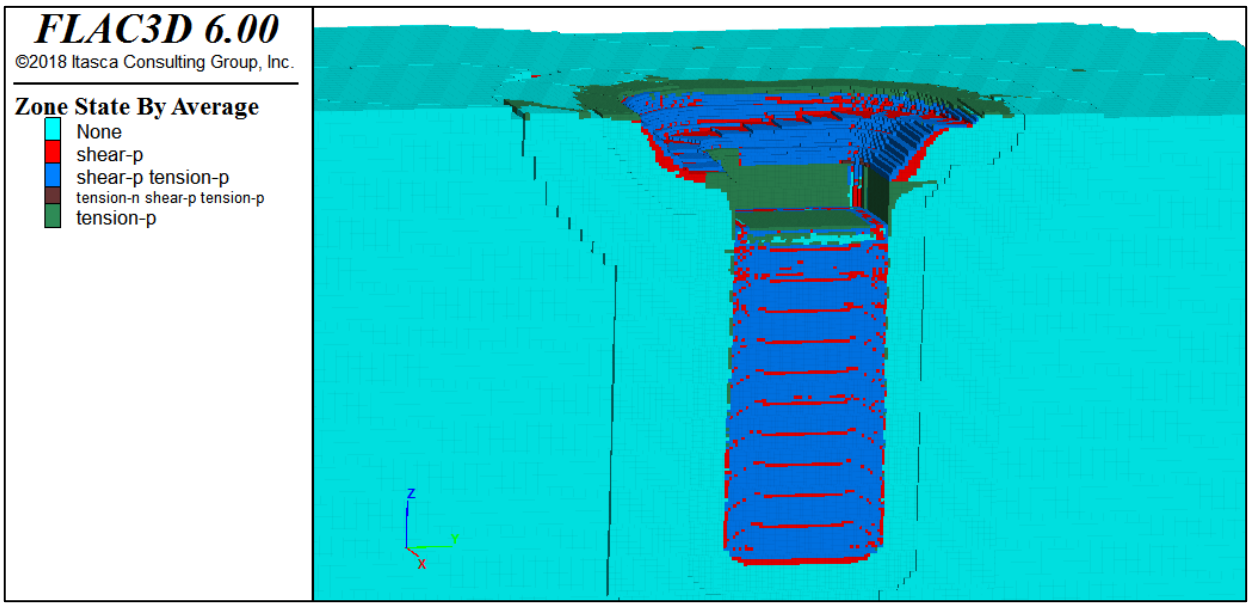
EXTRACCIÓN DEL MINERAL FLAC3D: PASO A PASO (SIN WLM)

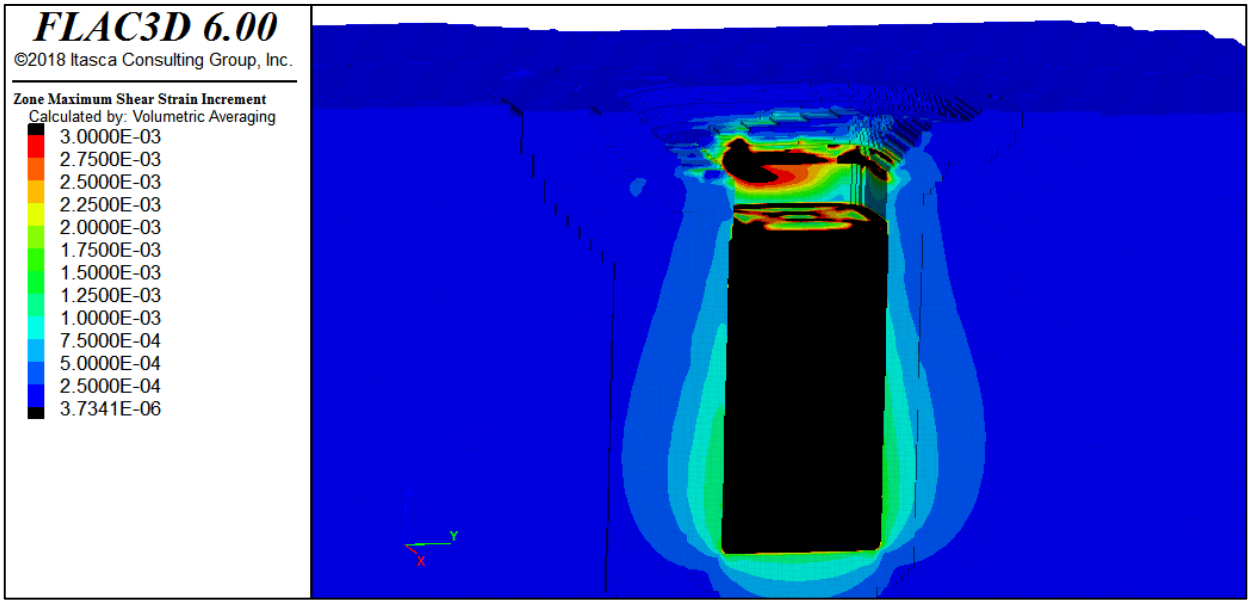
EXTRACCIÓN DEL MINERAL 1:



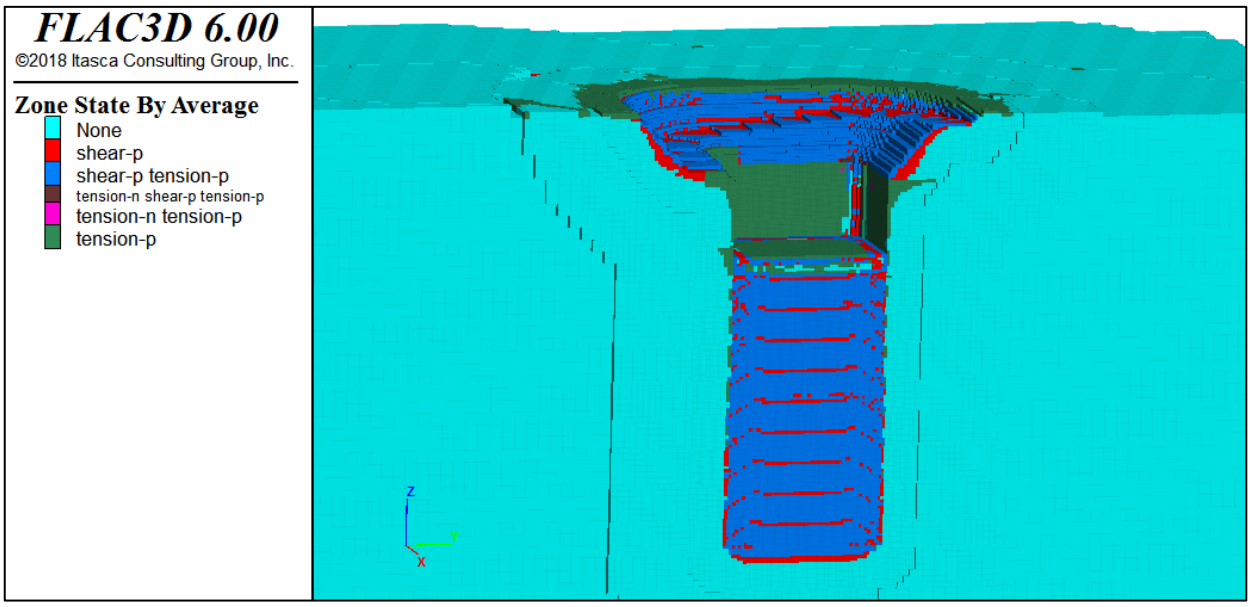


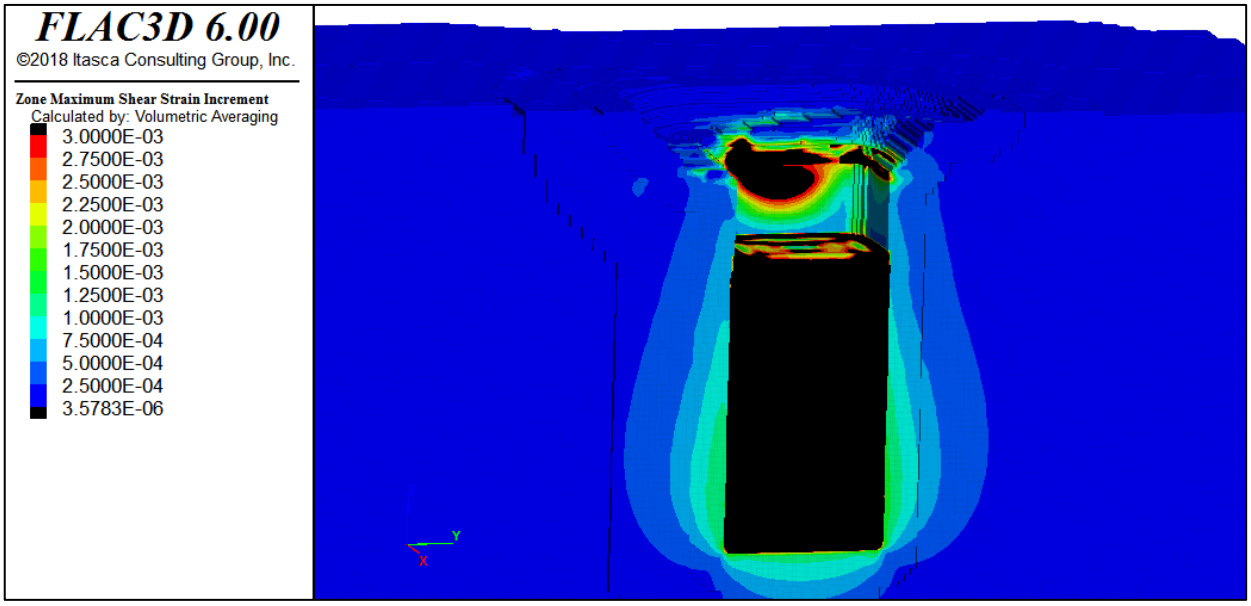
EXTRACCIÓN DEL MINERAL 2:



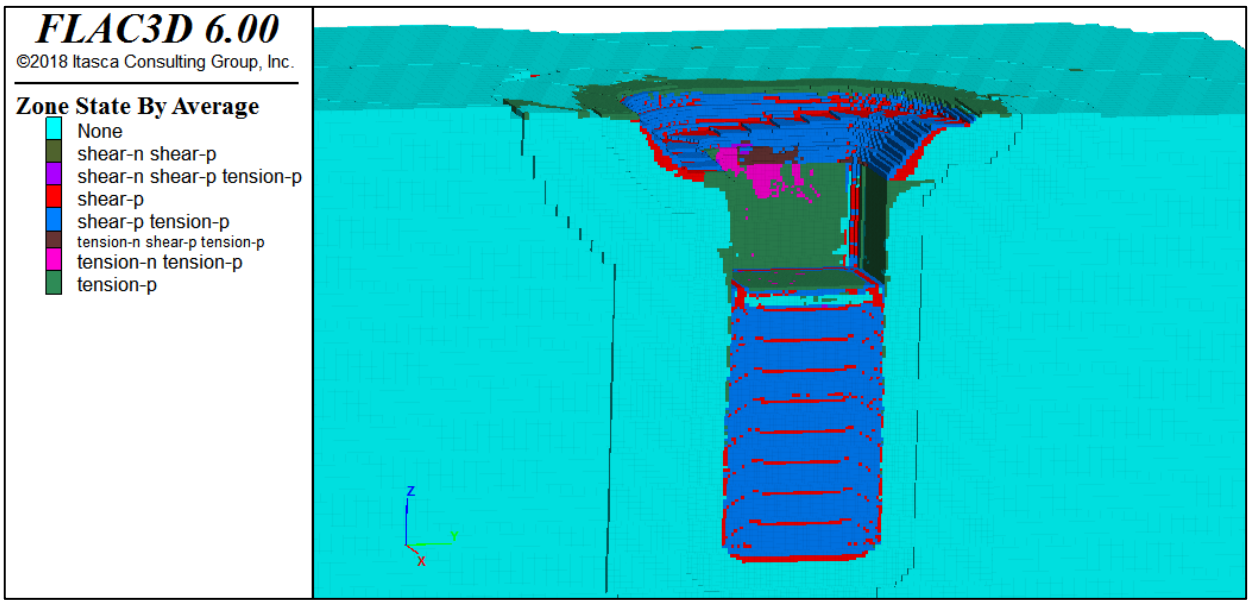


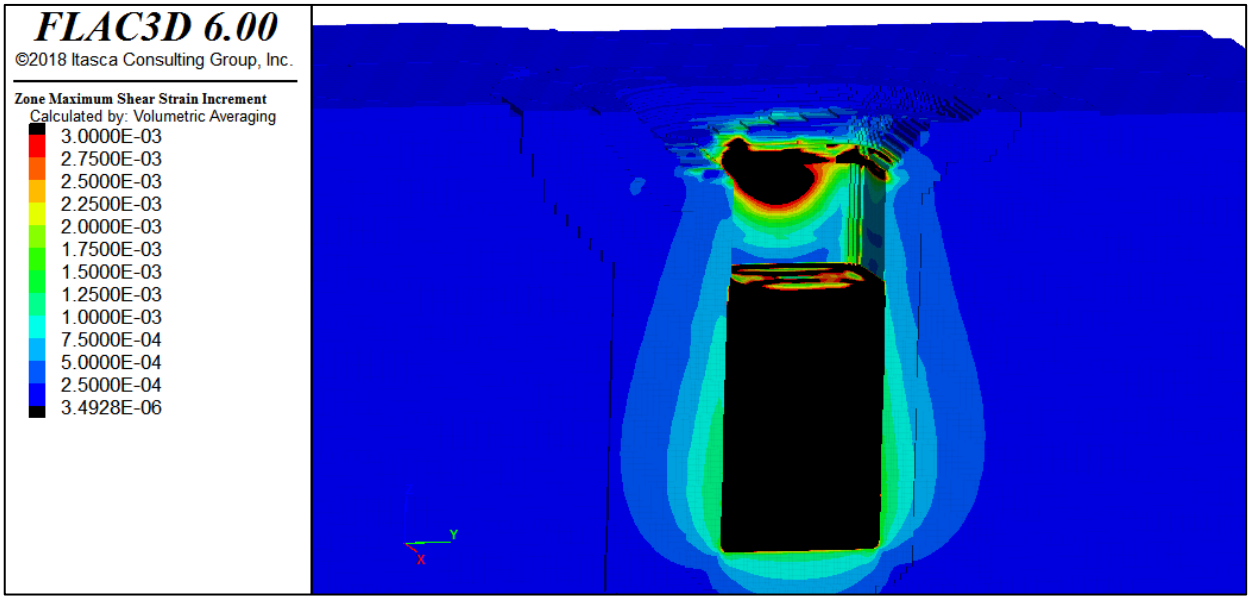
EXTRACCIÓN DEL MINERAL 3:



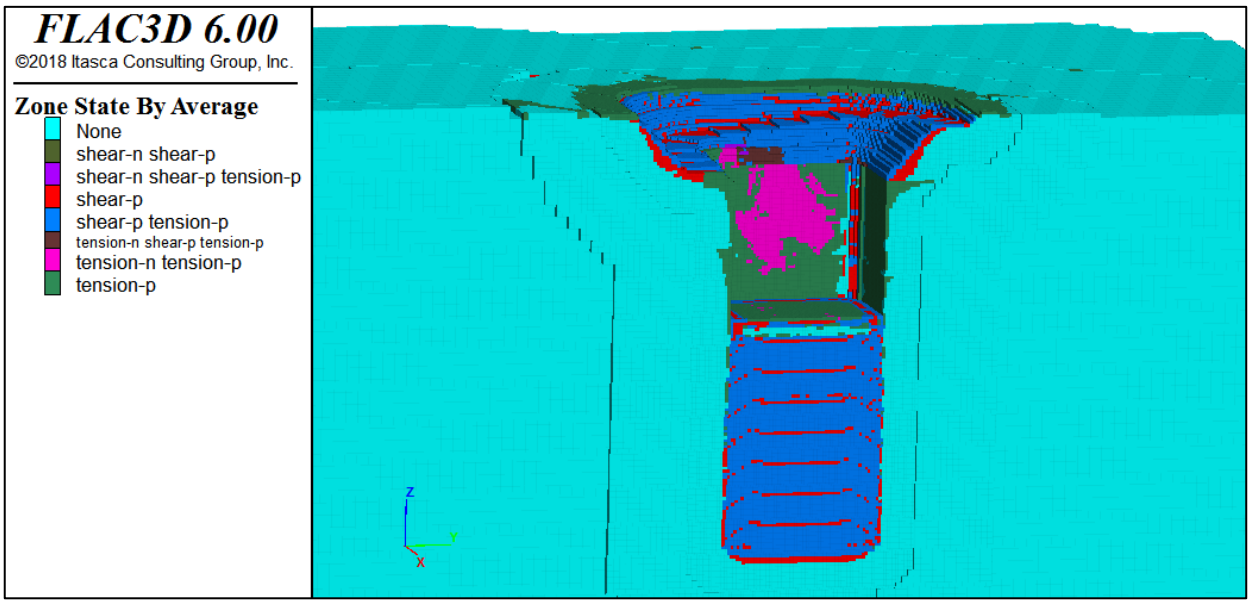


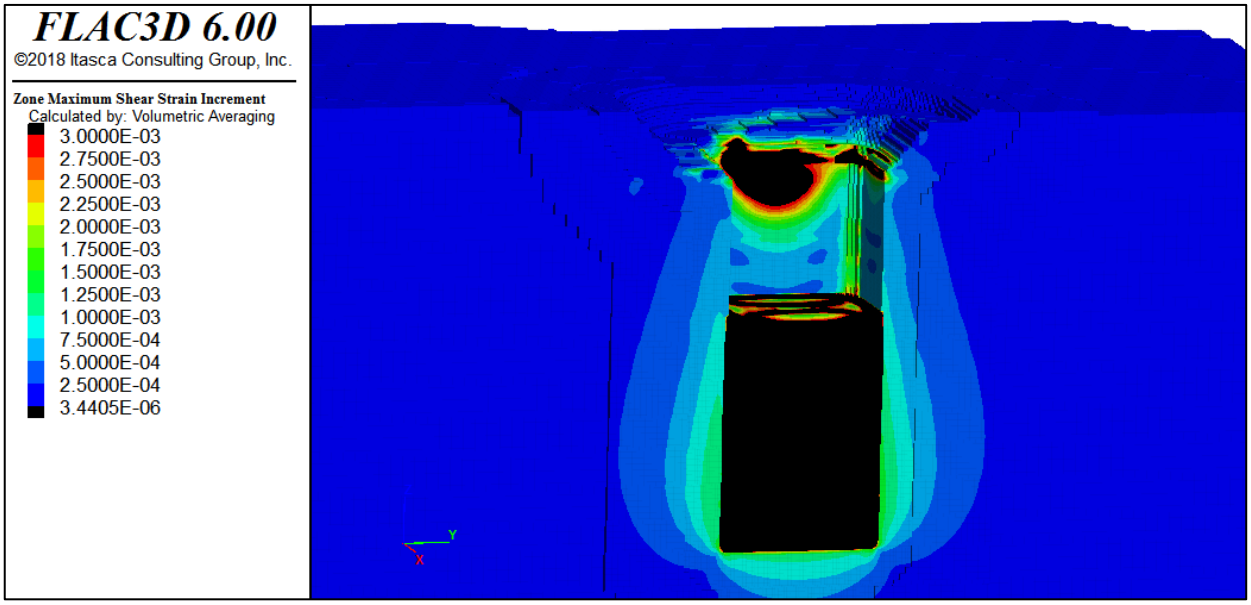
EXTRACCIÓN DEL MINERAL 4:



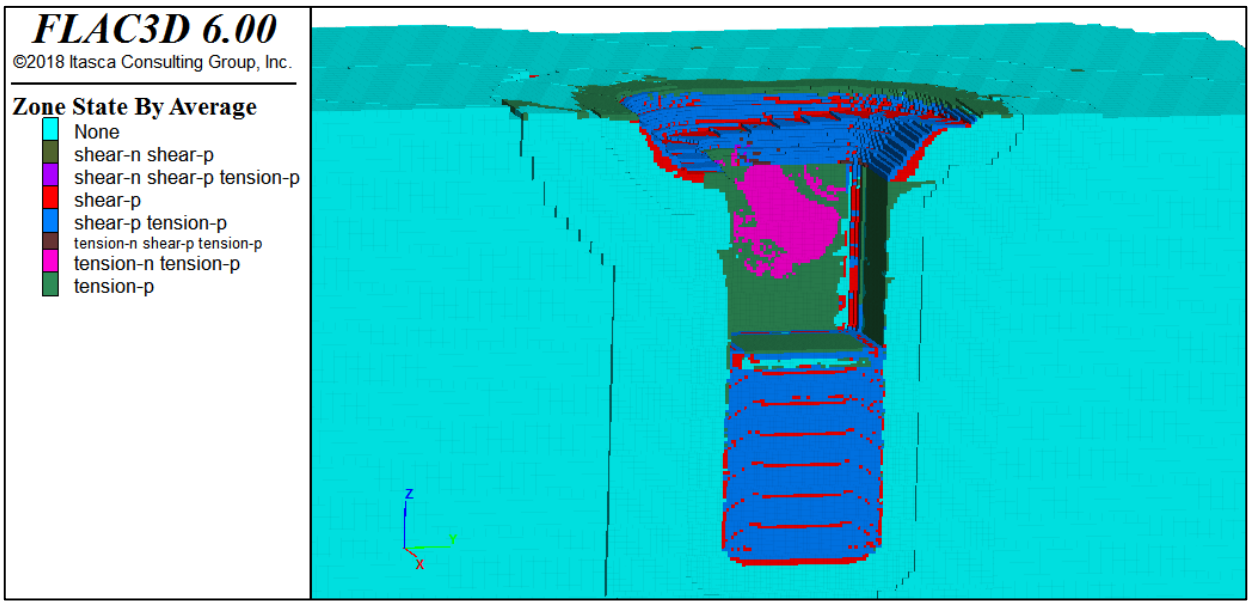


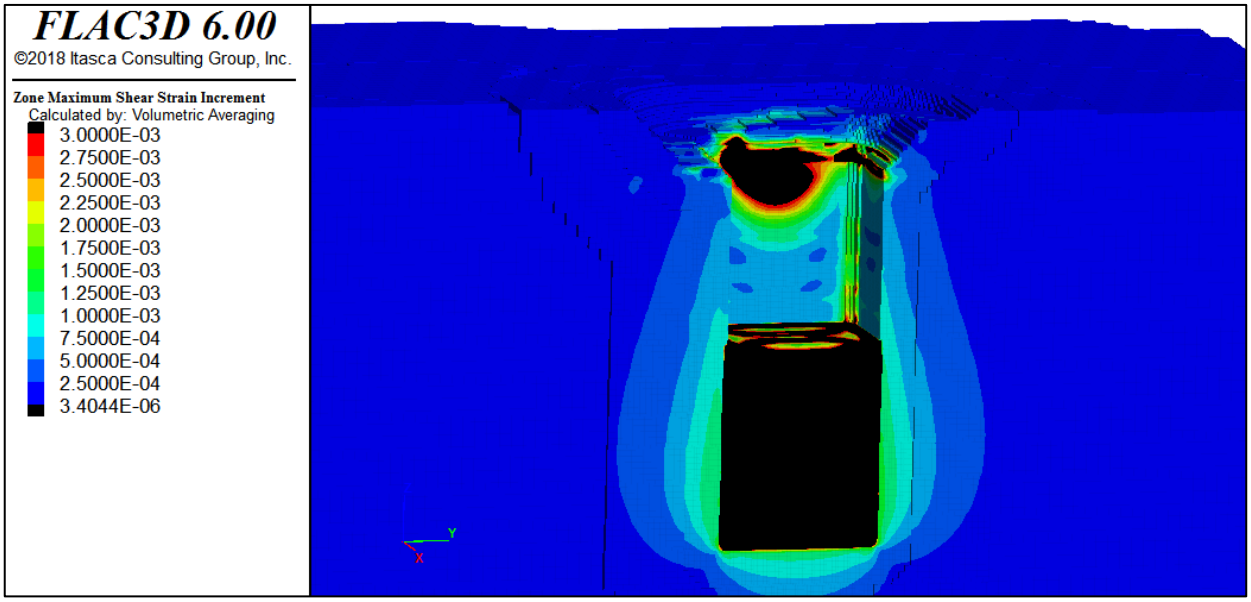
EXTRACCIÓN DEL MINERAL 5:



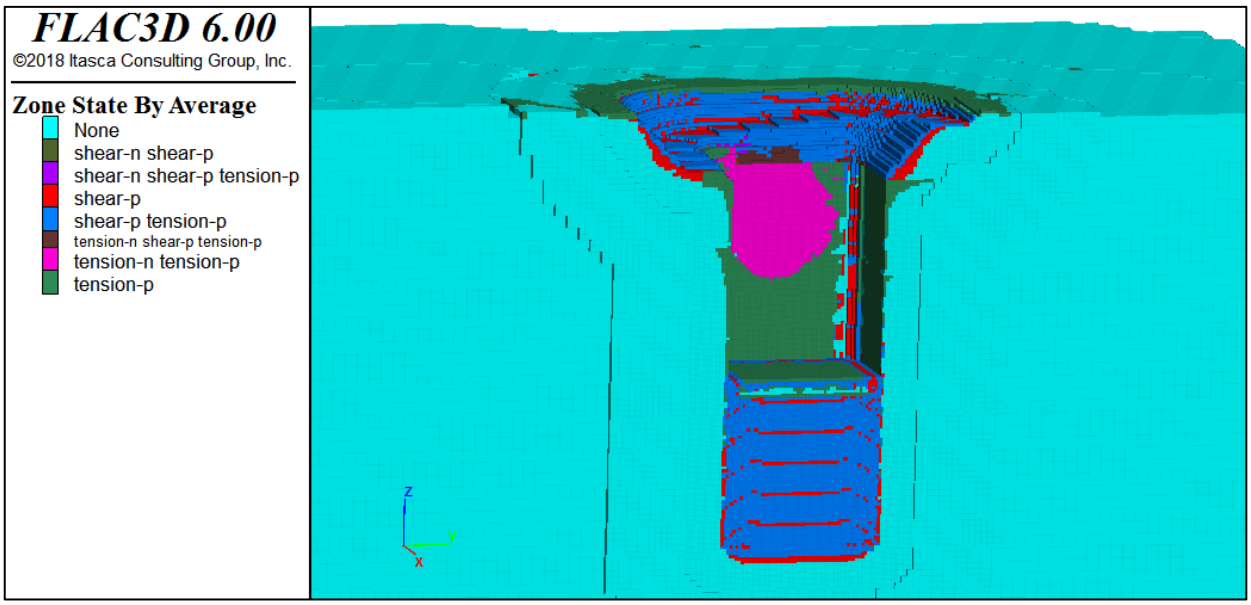


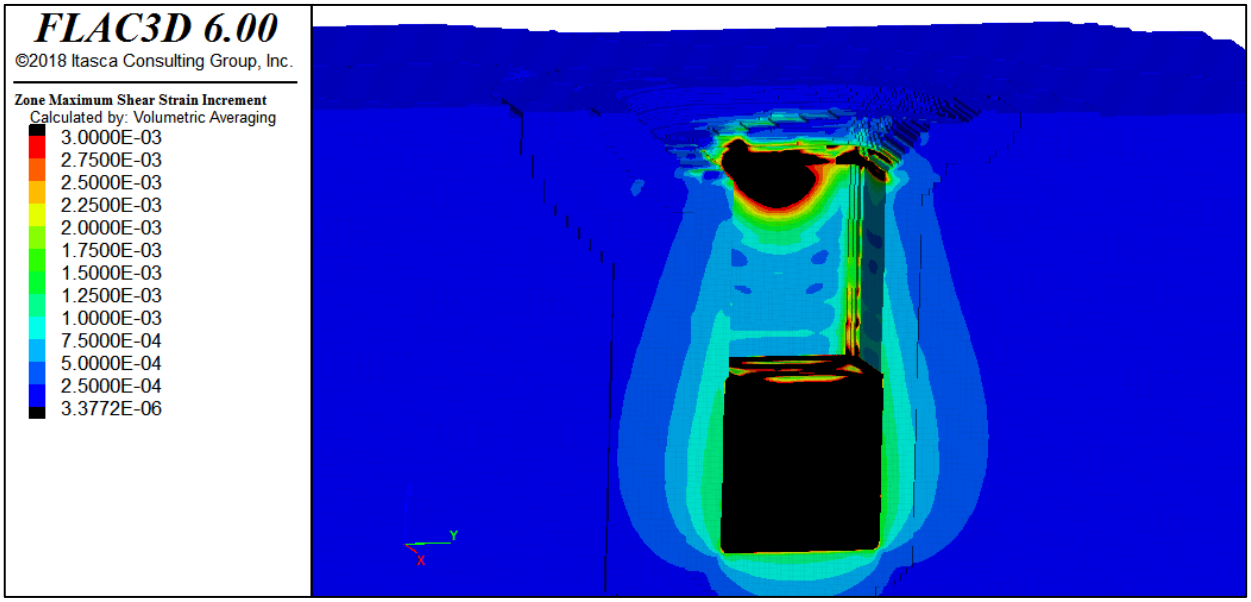
EXTRACCIÓN DEL MINERAL 6:



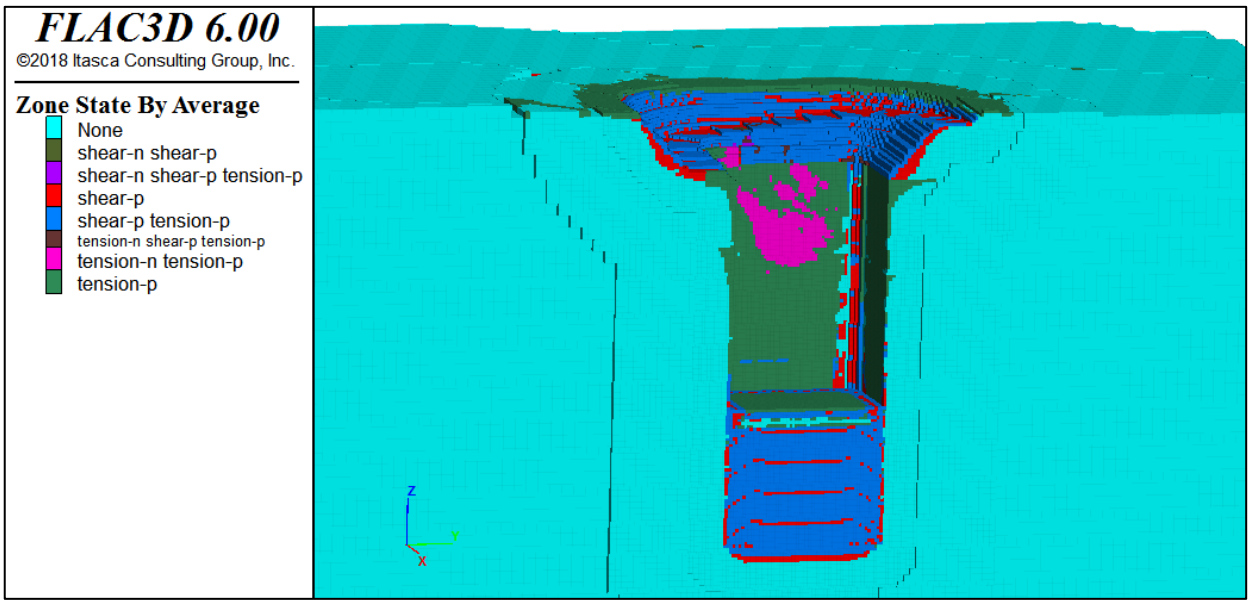


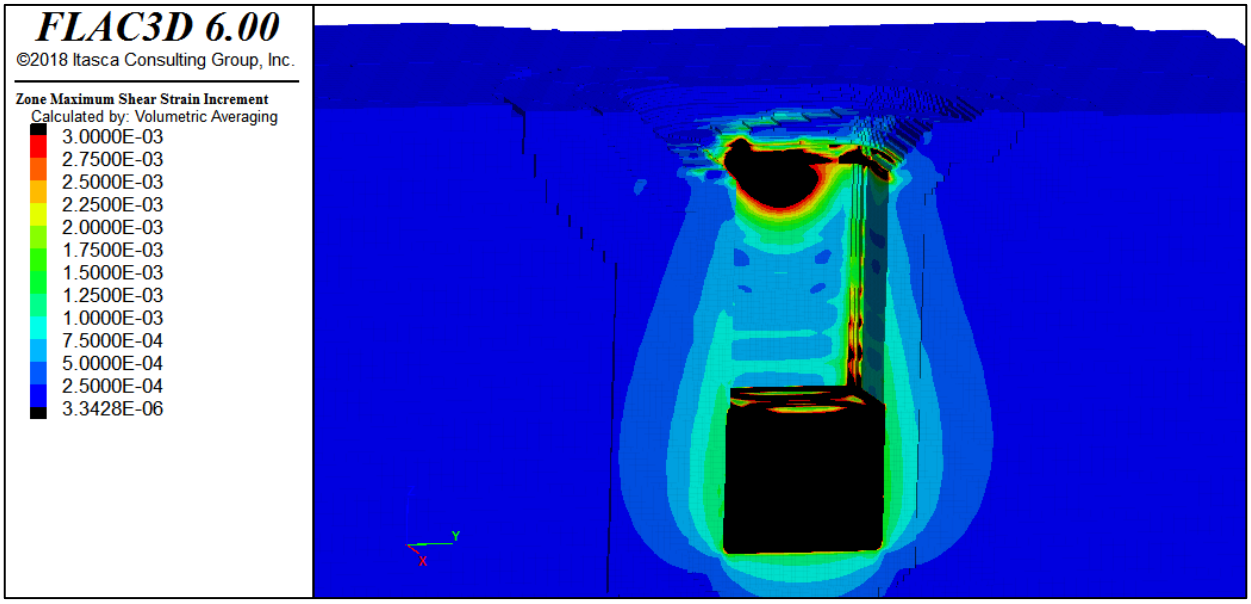
EXTRACCIÓN DEL MINERAL 7:



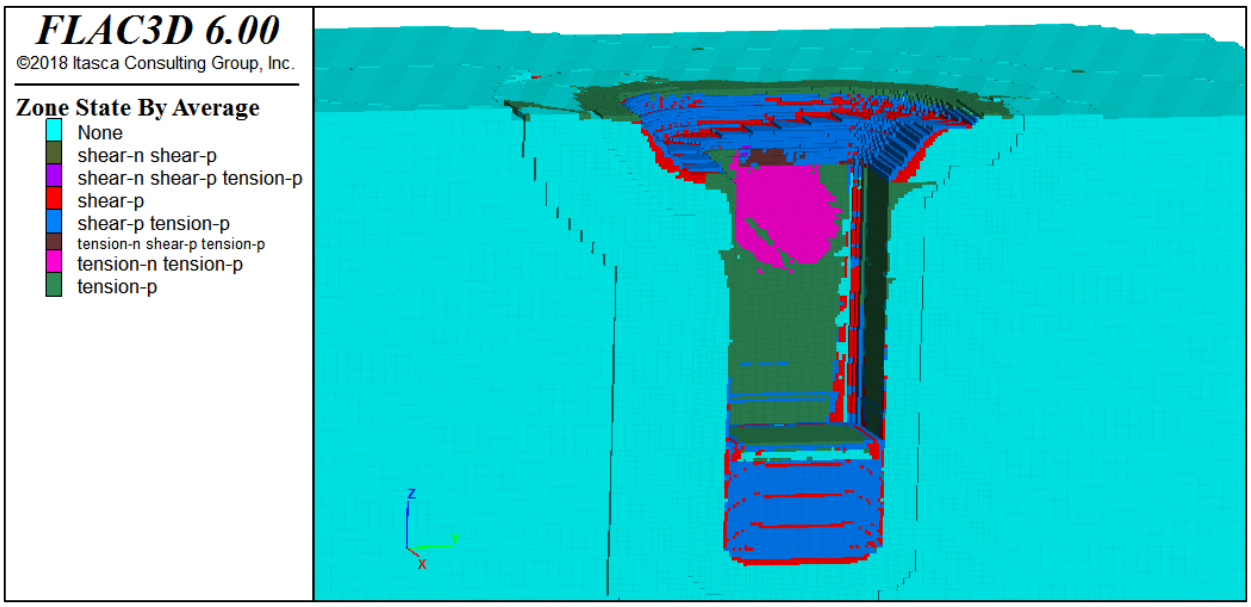


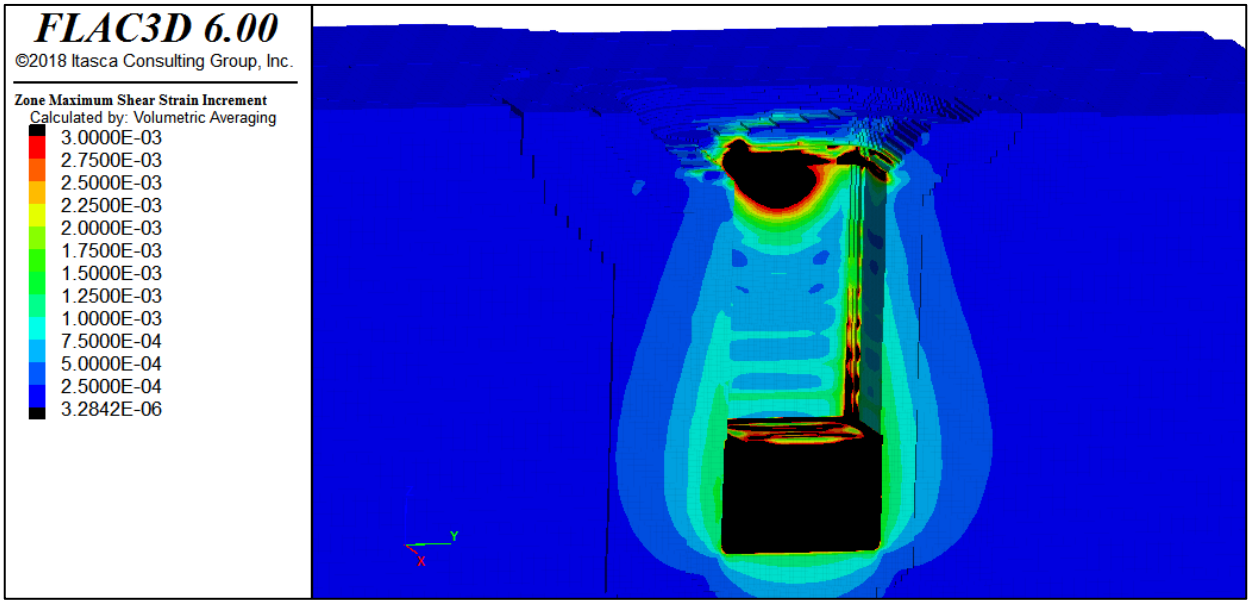
EXTRACCIÓN DEL MINERAL 8:



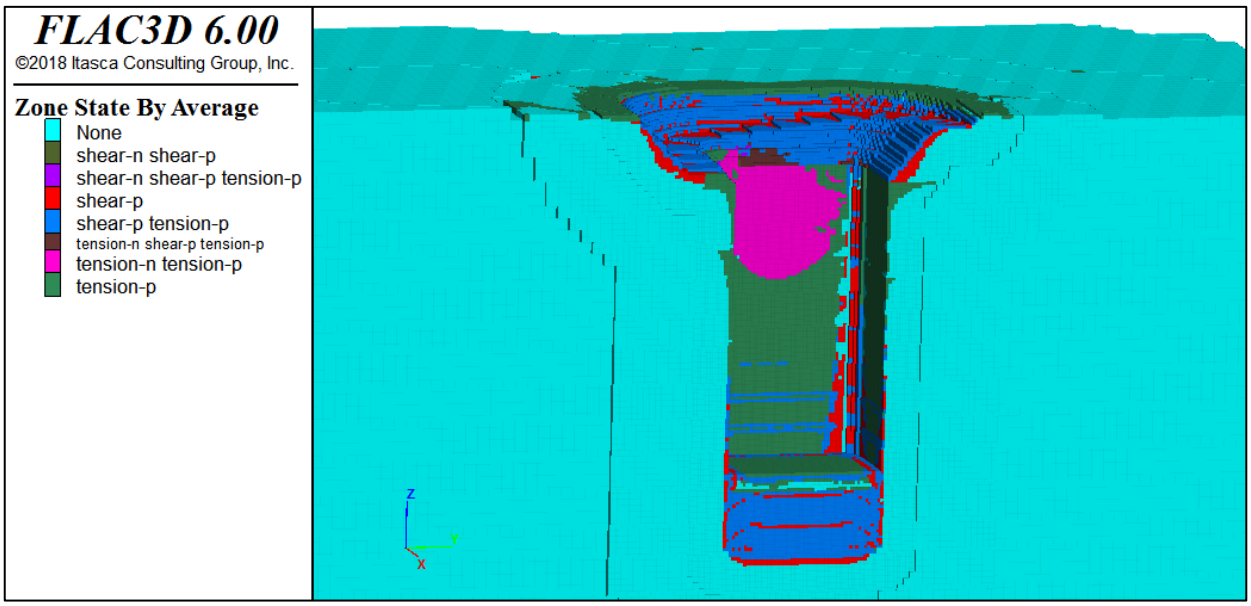


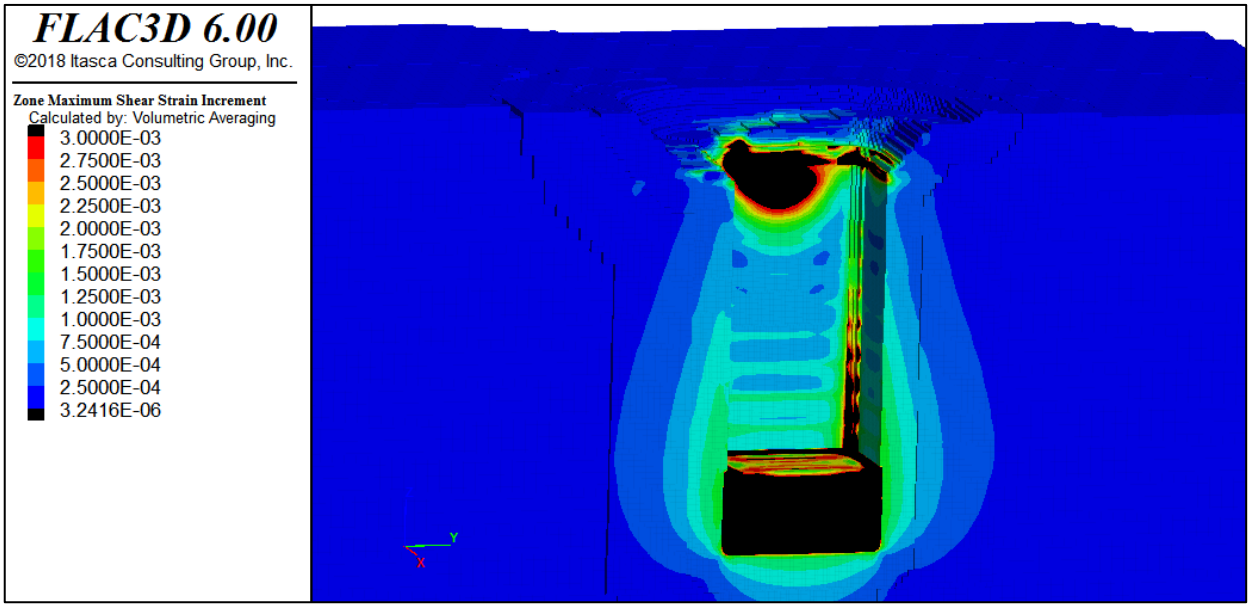
EXTRACCIÓN DEL MINERAL 9:



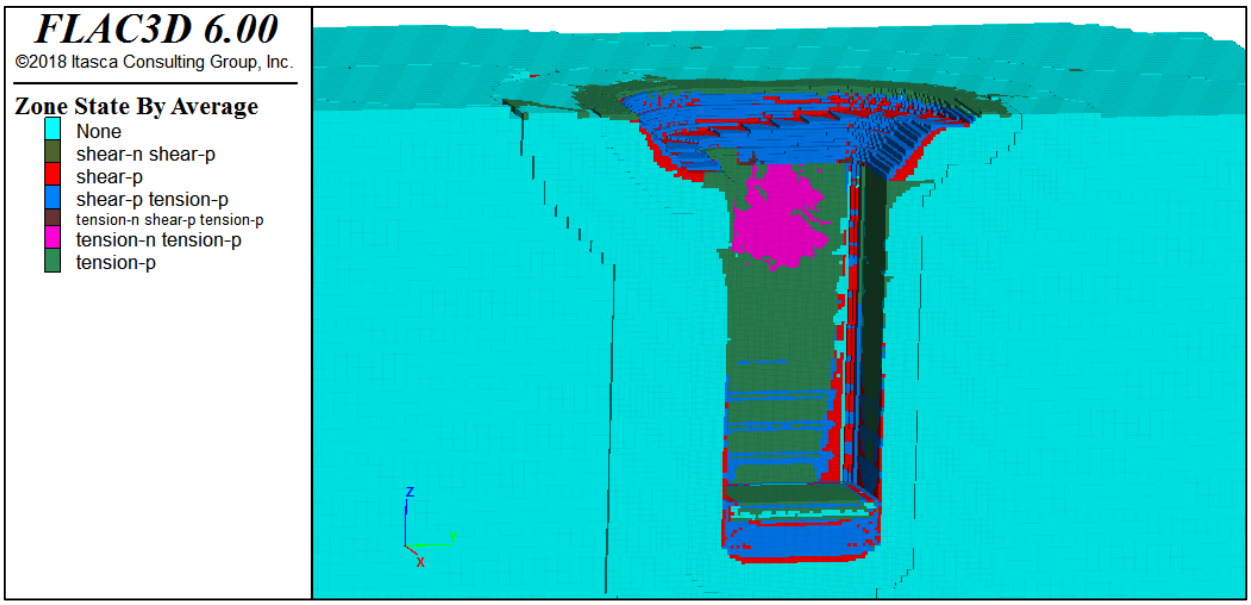


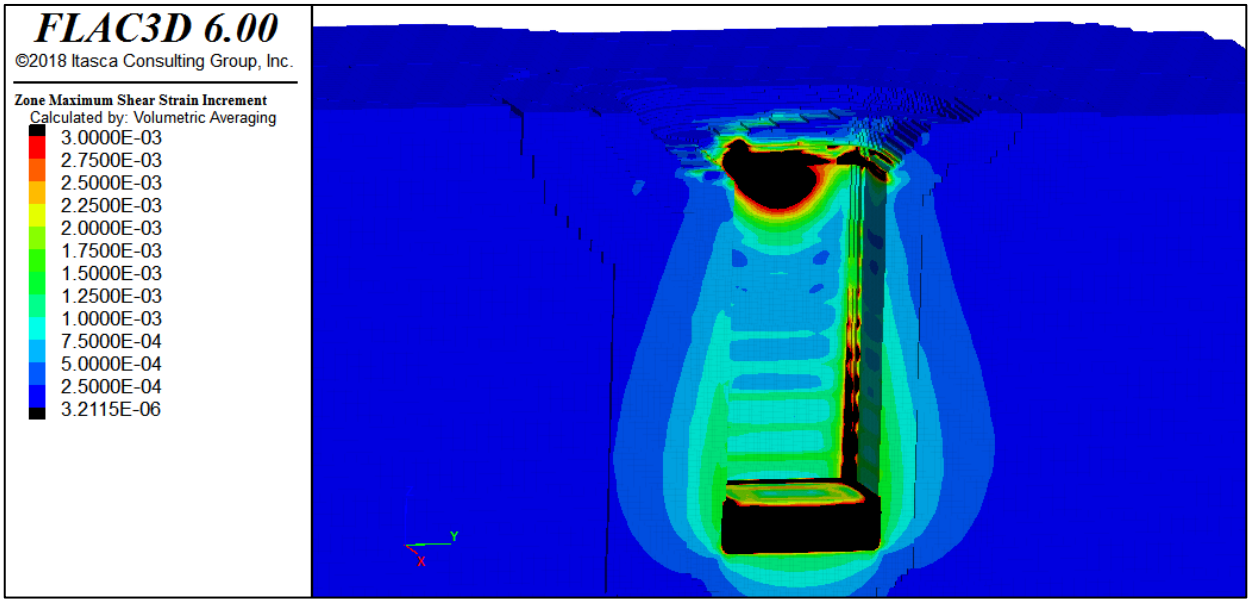
EXTRACCIÓN DEL MINERAL 10:



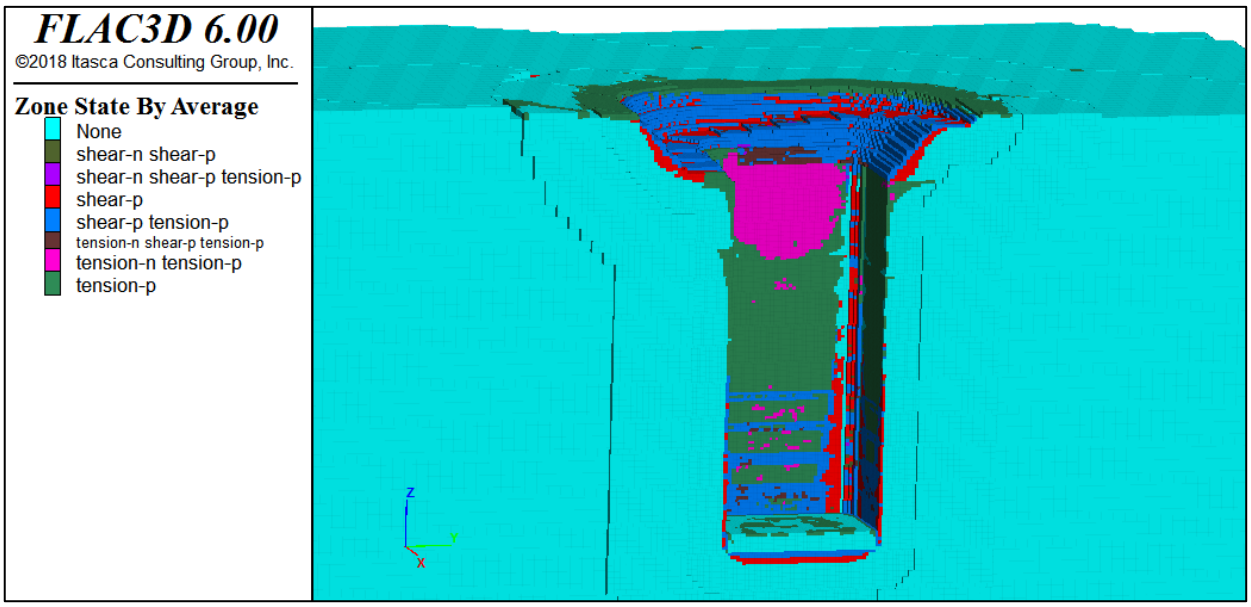


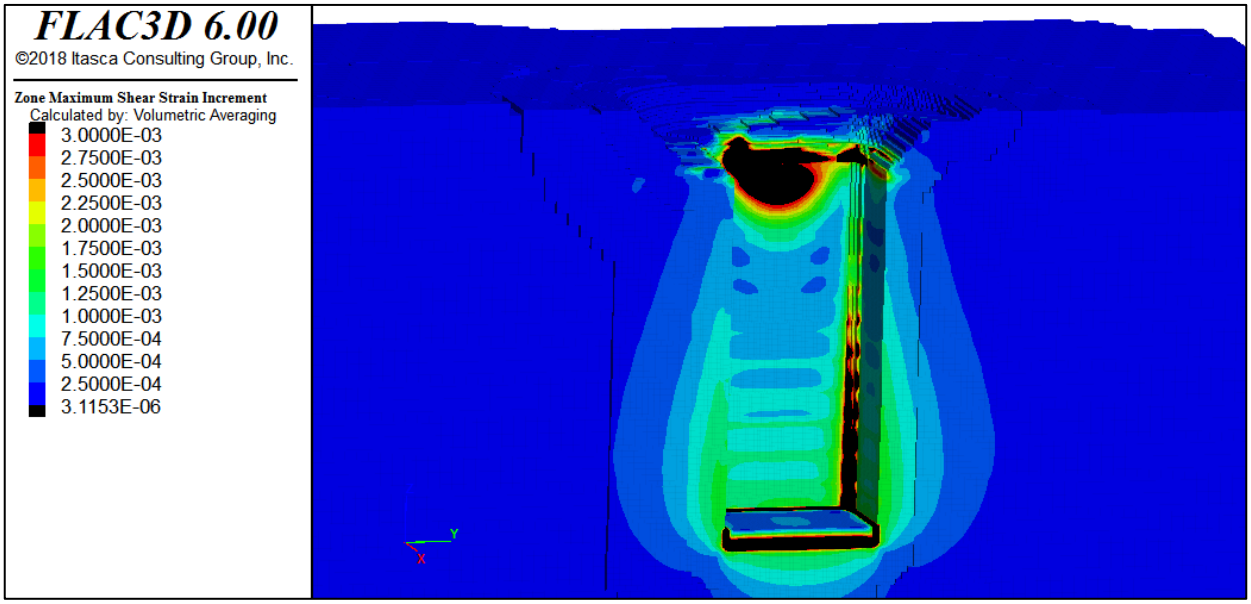
EXTRACCIÓN DEL MINERAL 11:





EXTRACCIÓN DEL MINERAL 12:

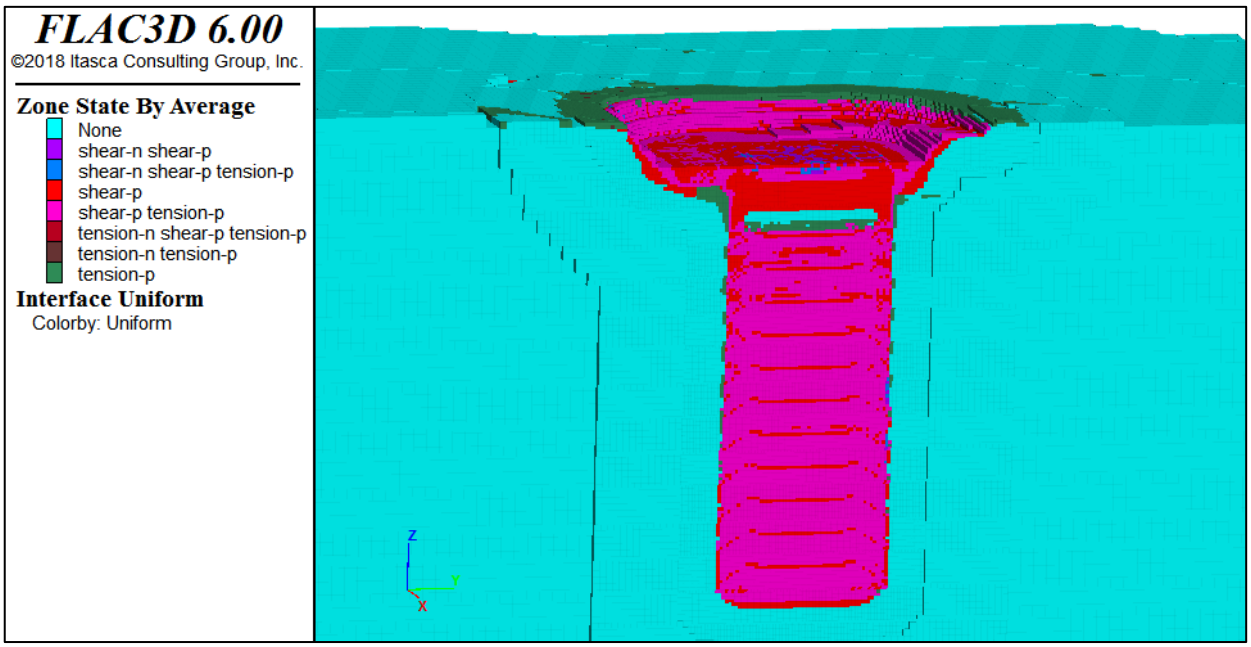


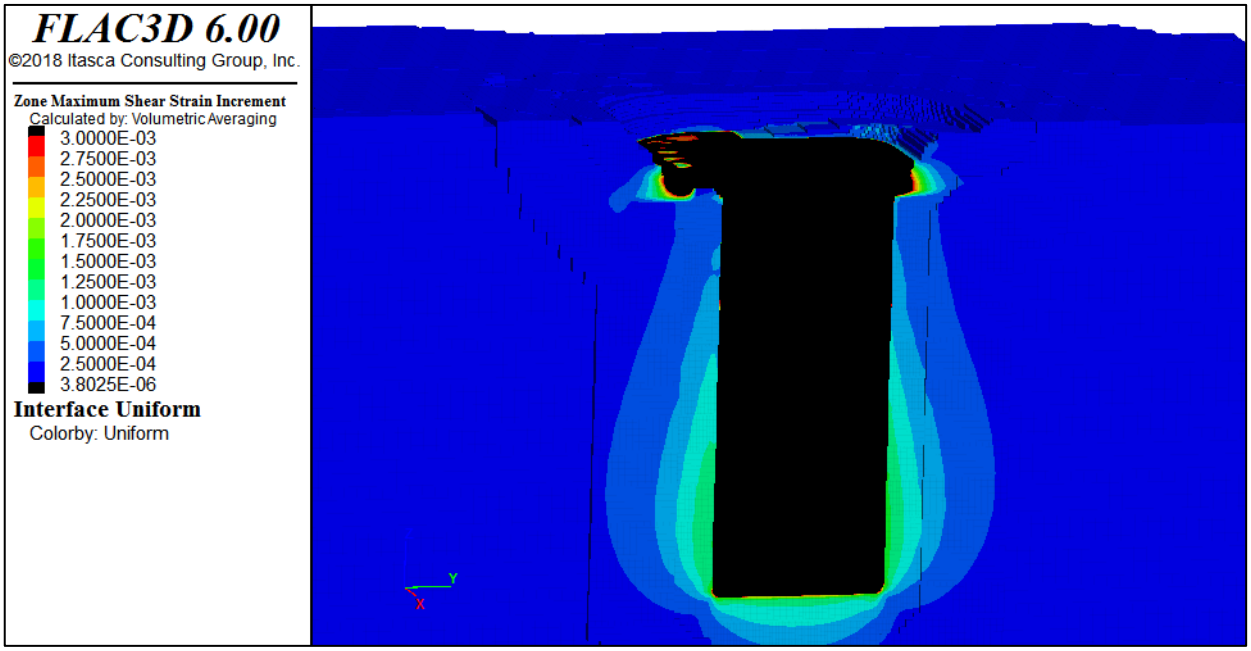


ANEXO C

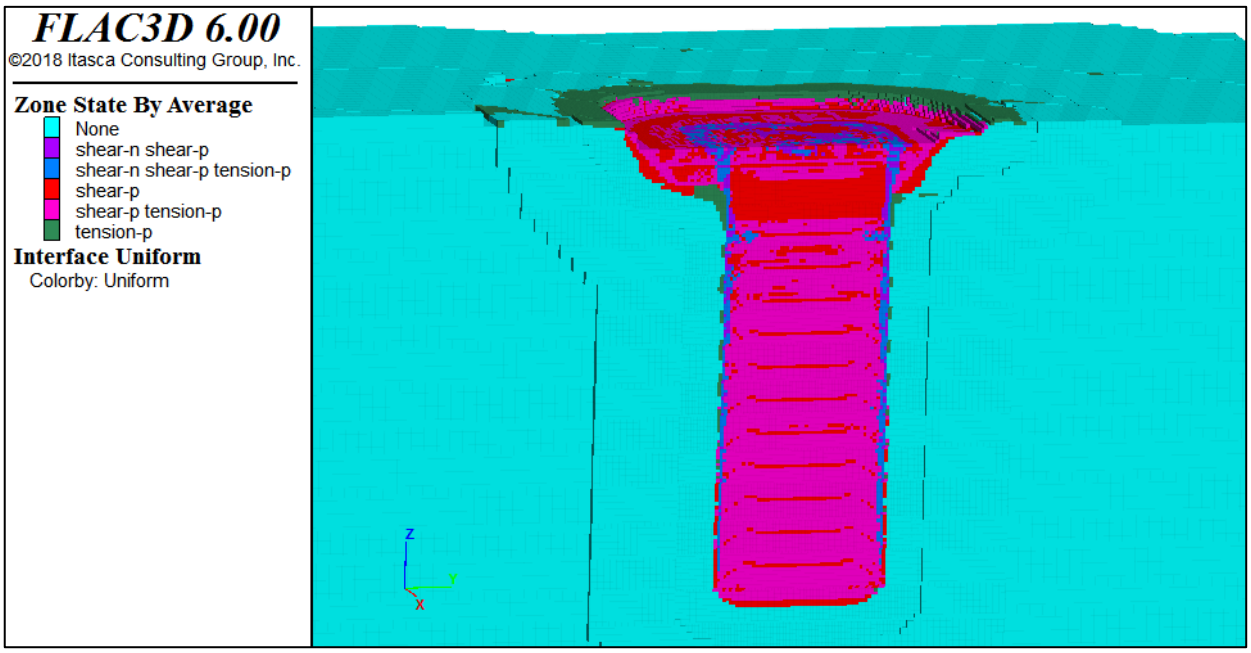
EXTRACCIÓN DEL MINERAL FLAC3D: PASO A PASO (CON WLM)

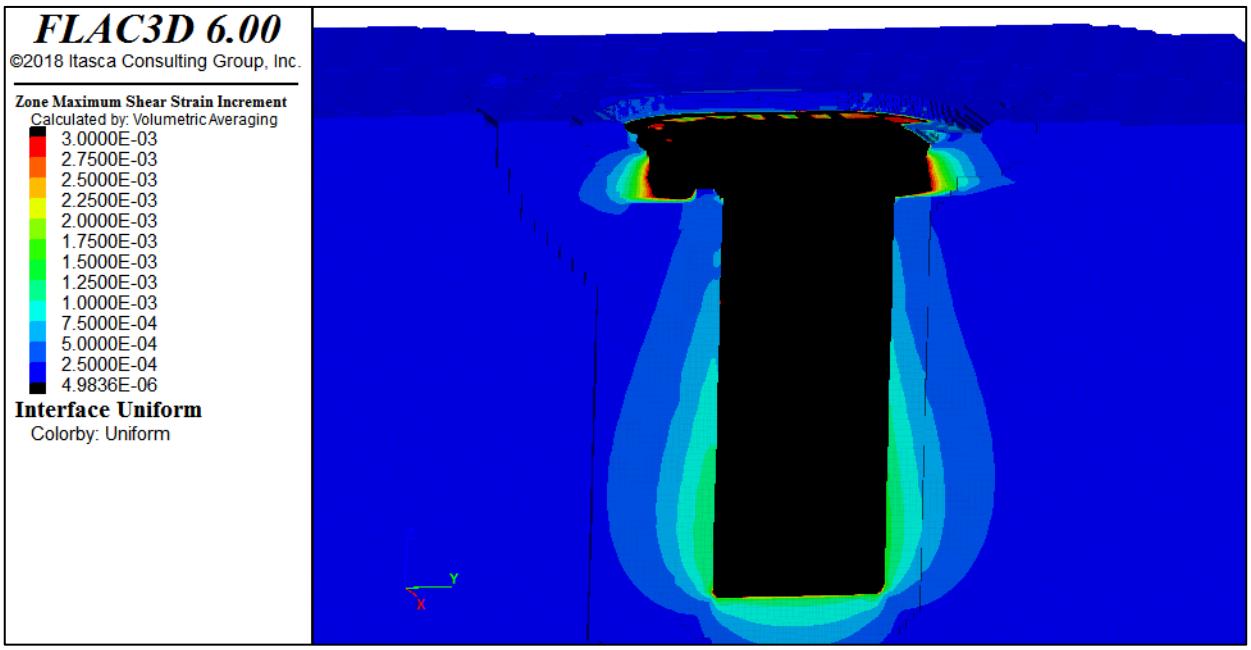
EXTRACCIÓN DEL MINERAL 1:



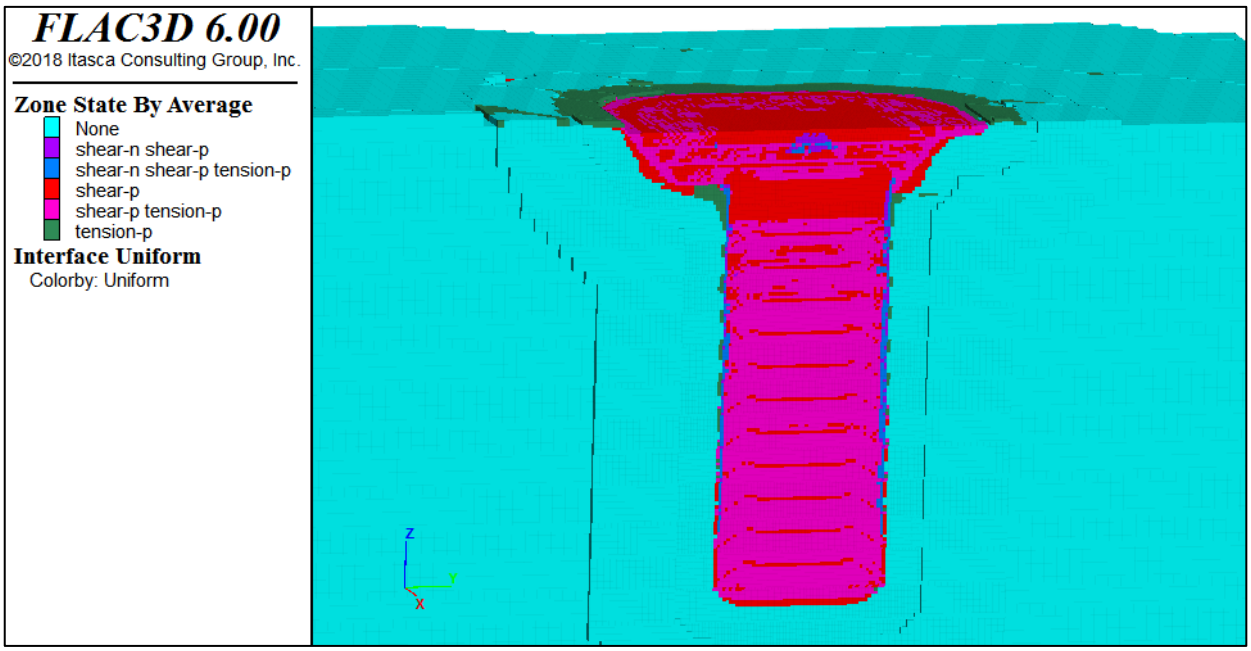


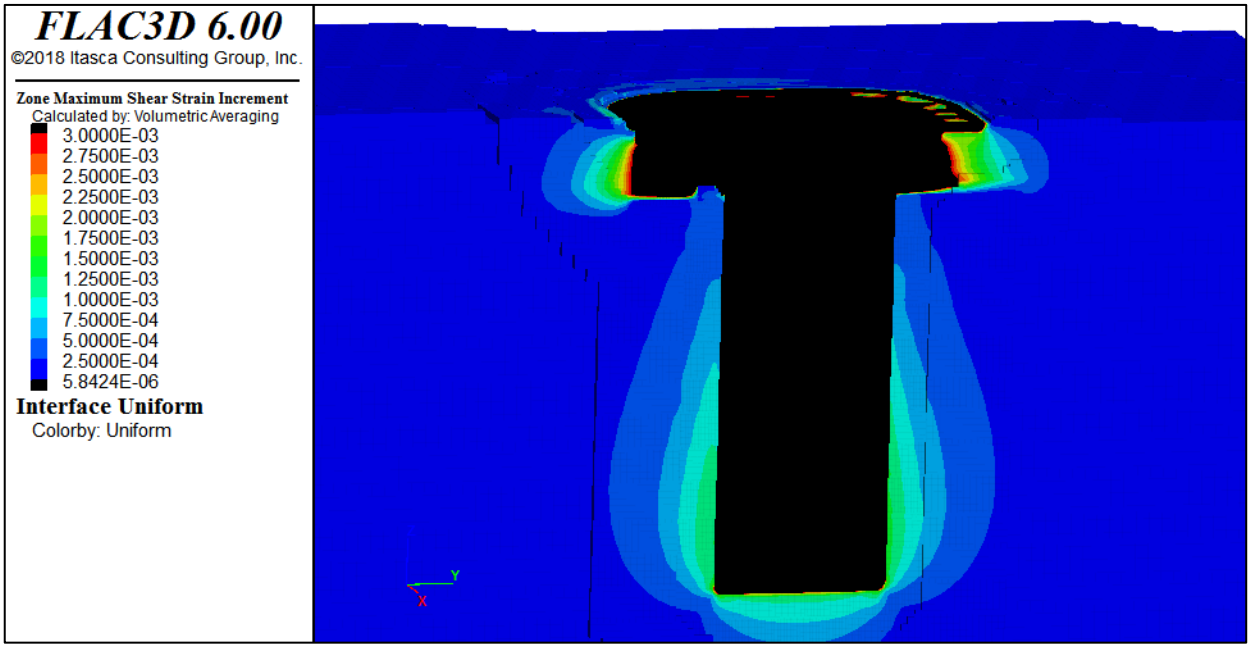
EXTRACCIÓN DEL MINERAL 2:



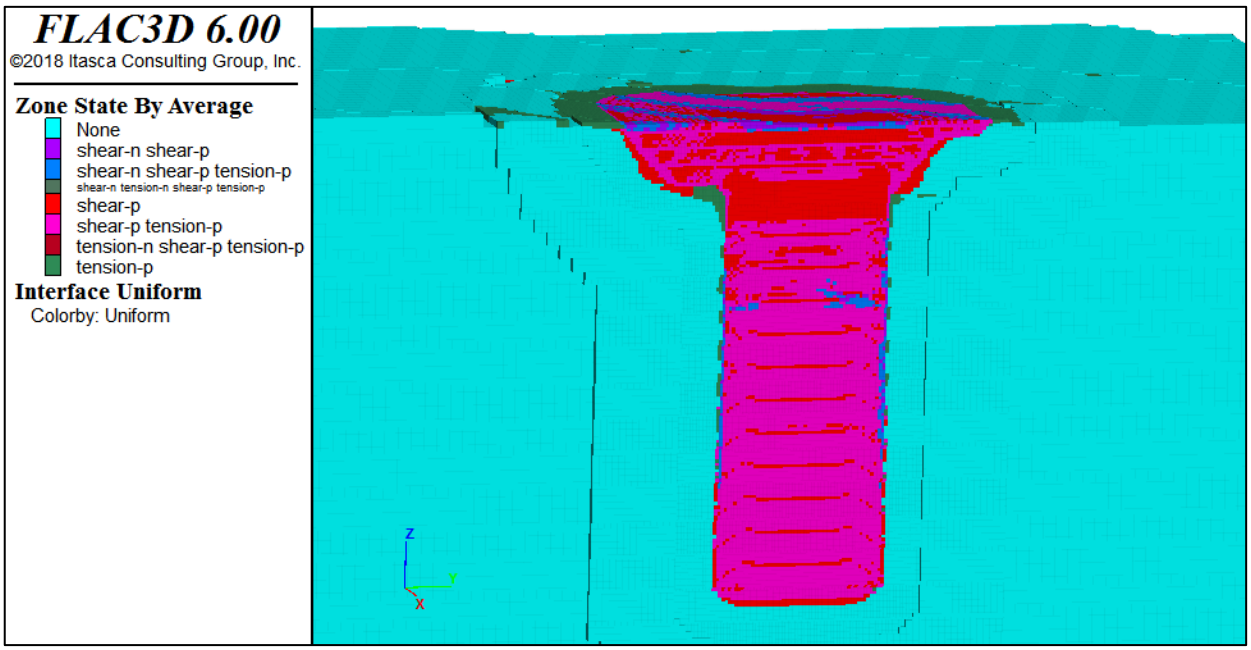


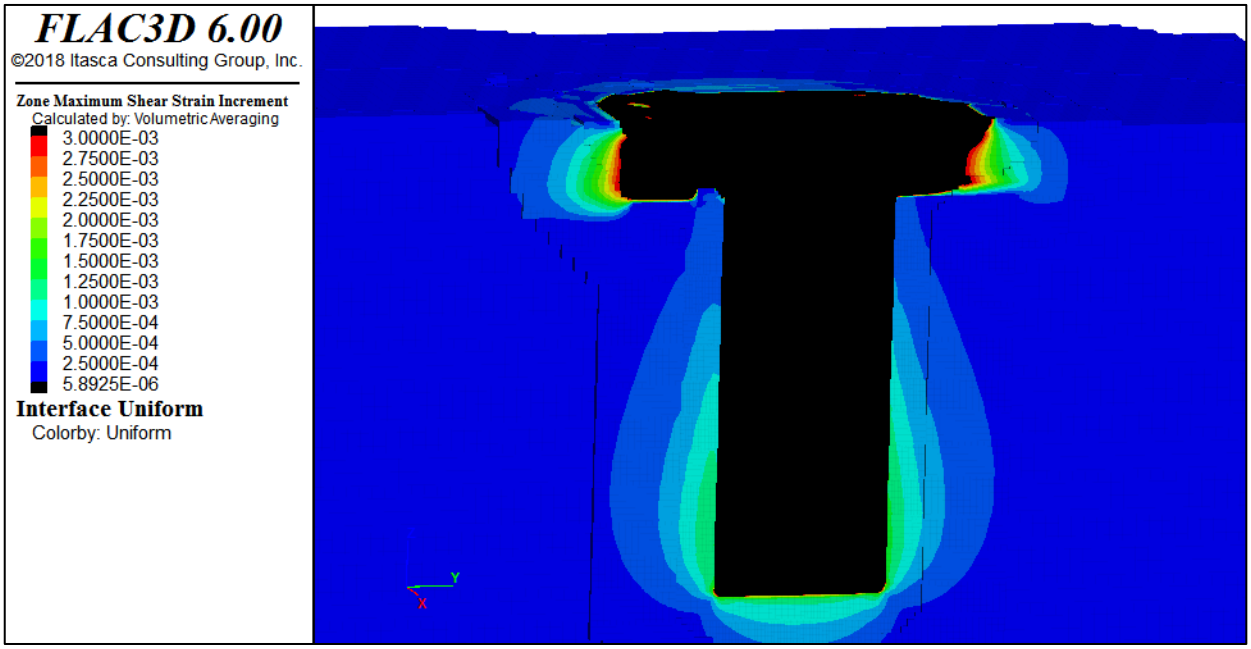
EXTRACCIÓN DEL MINERAL 3:



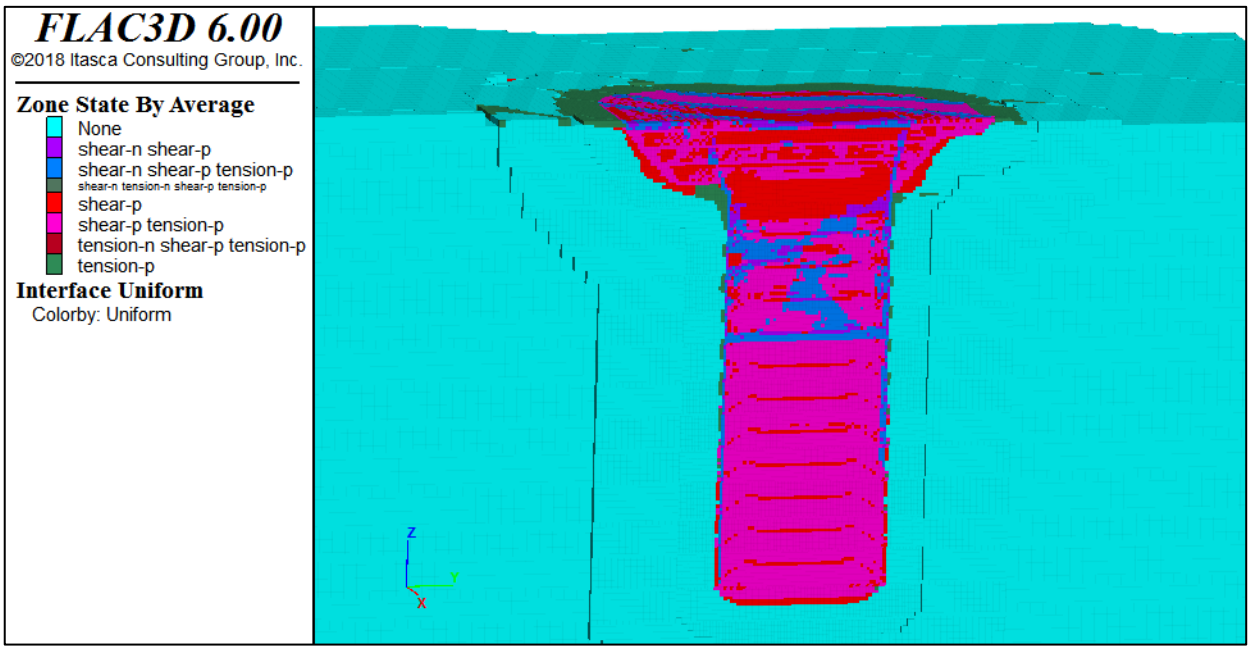


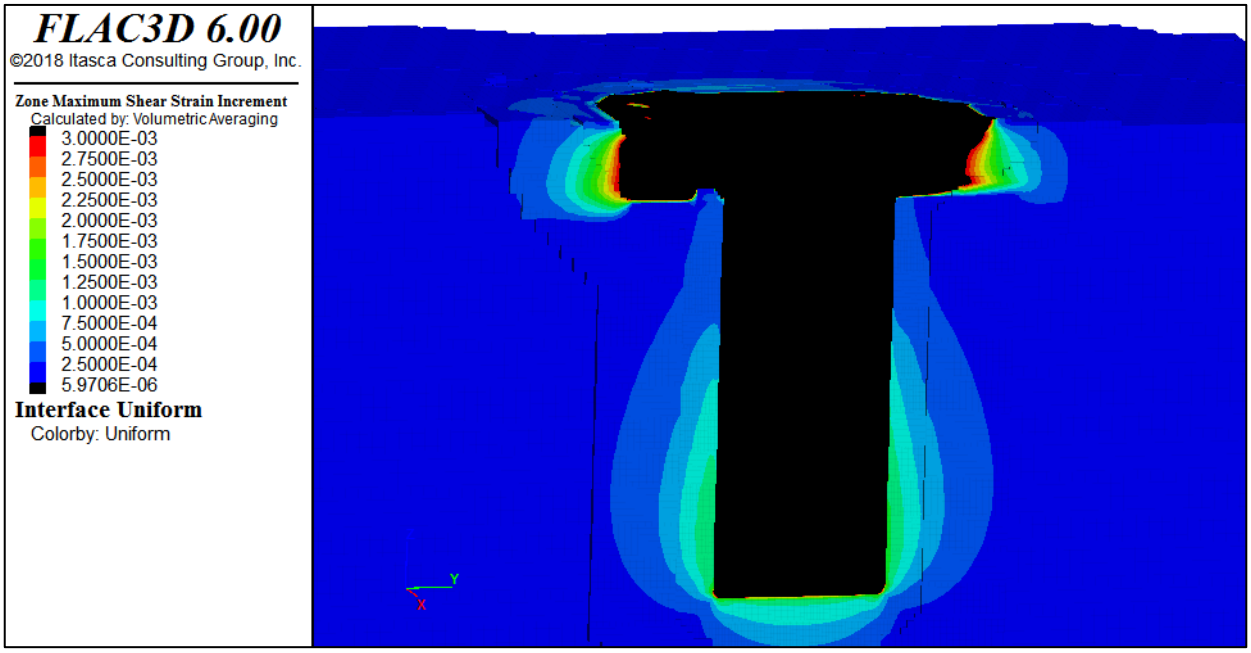
EXTRACCIÓN DEL MINERAL 4:



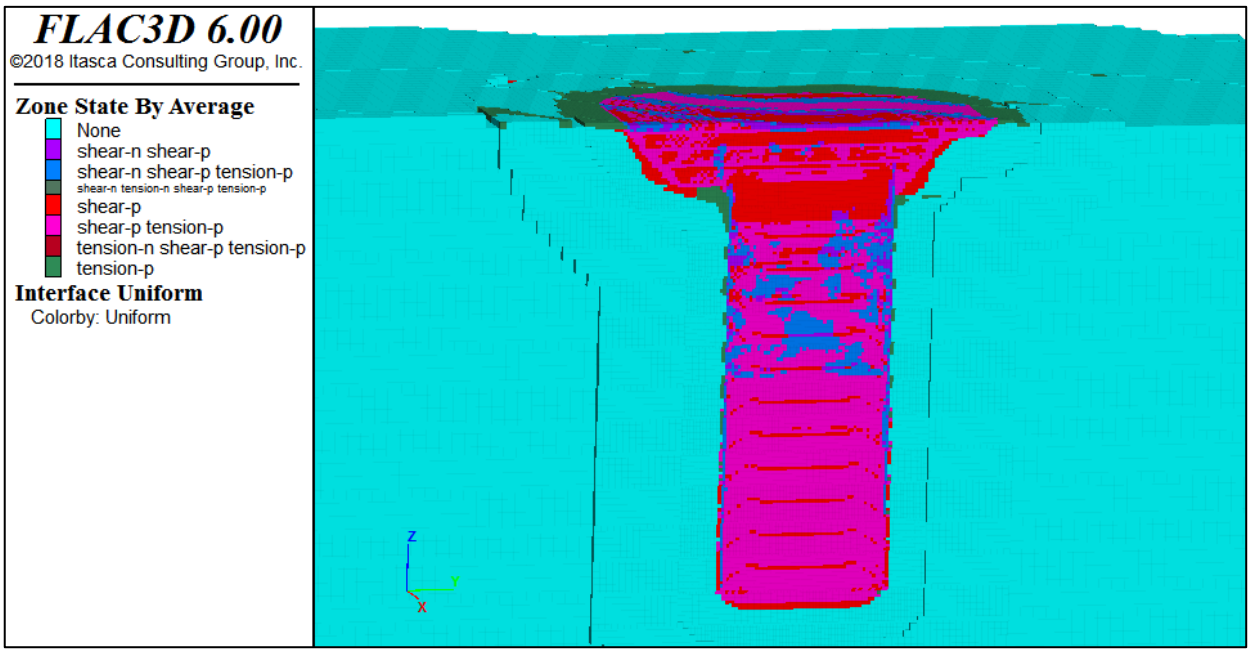


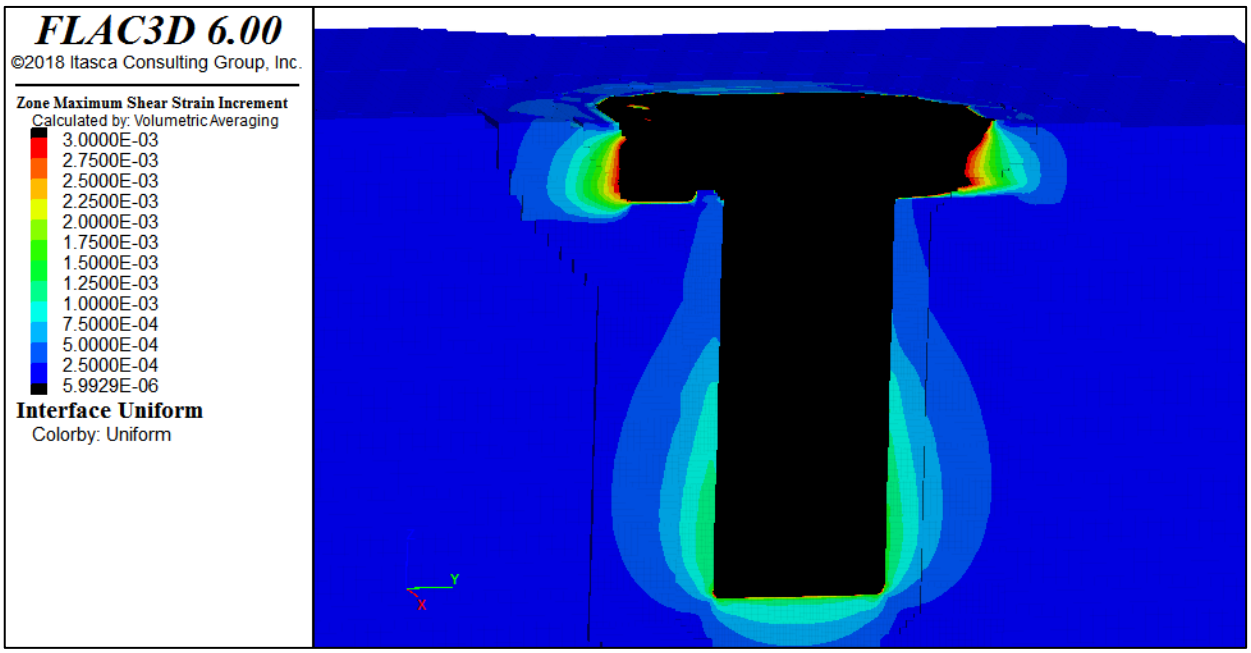
EXTRACCIÓN DEL MINERAL 5:



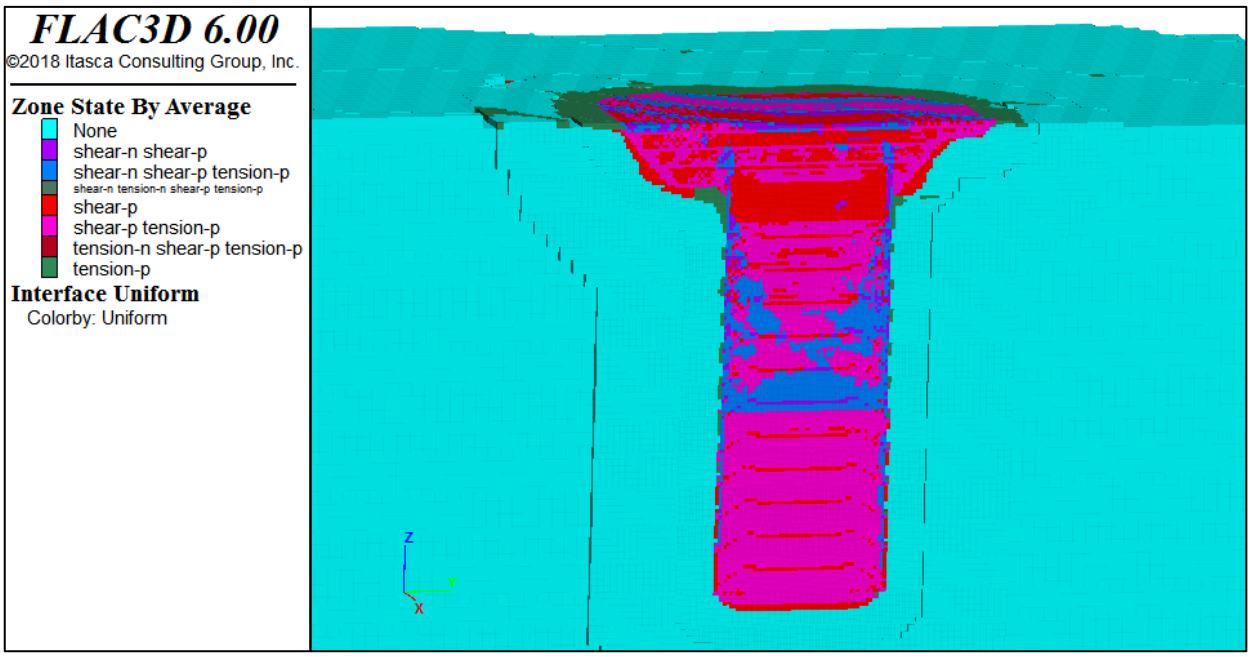


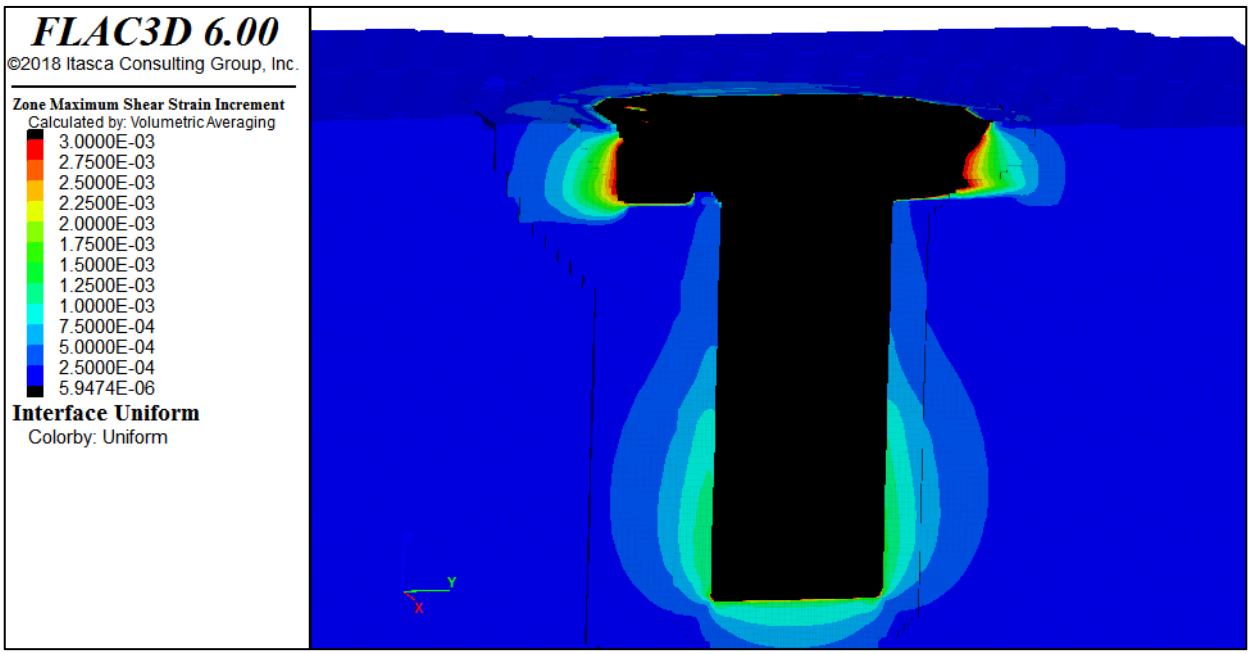
EXTRACCIÓN DEL MINERAL 6:



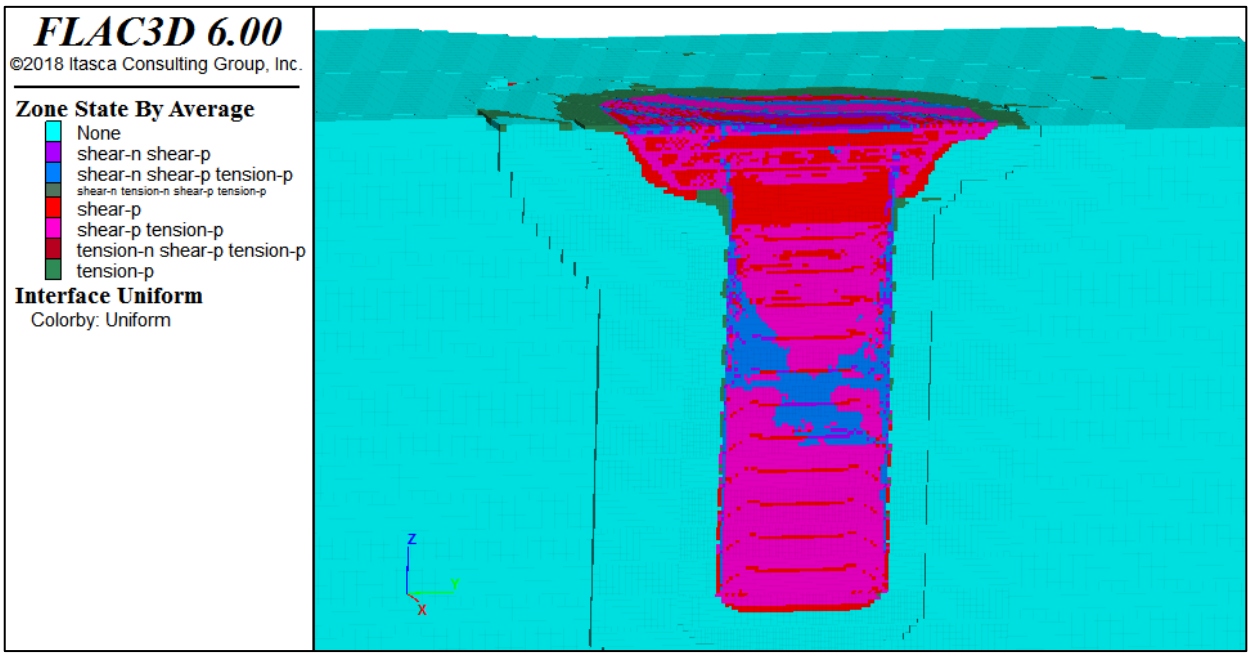


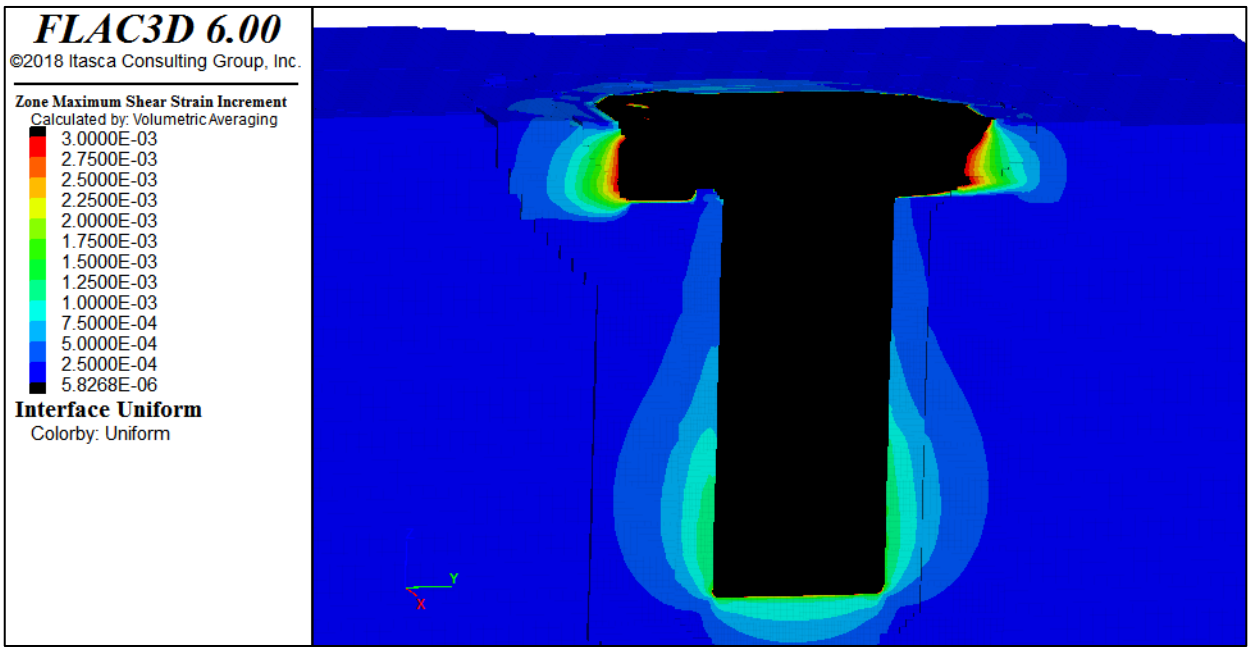
EXTRACCIÓN DEL MINERAL 7:



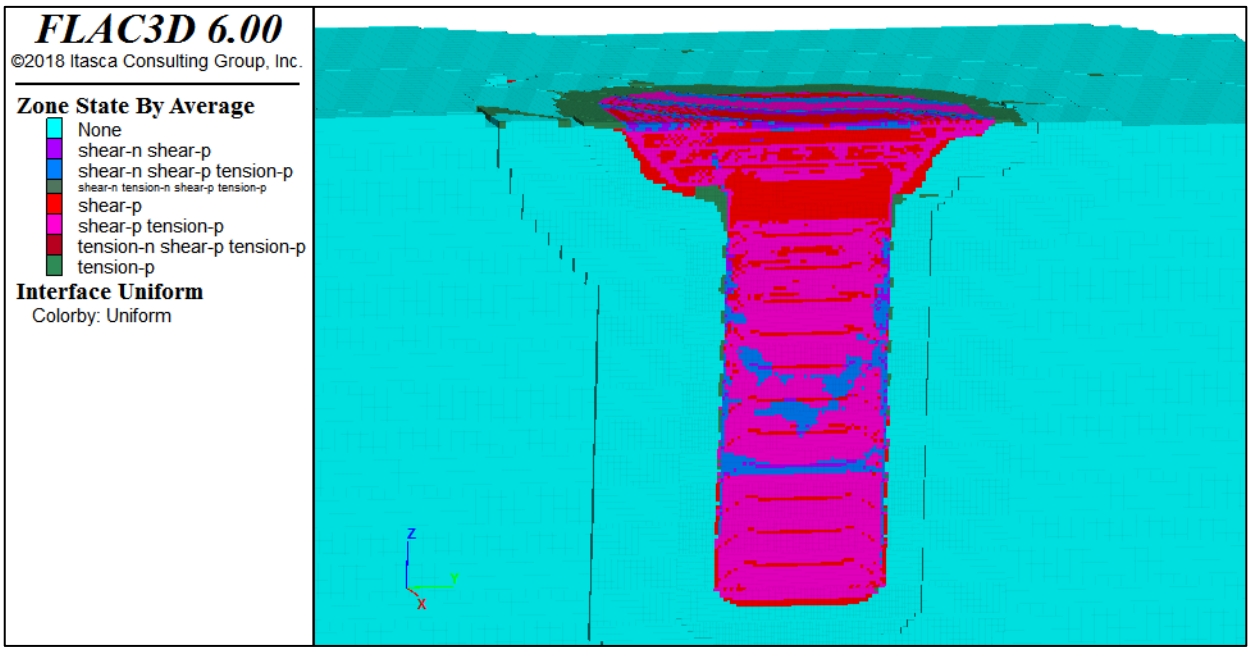


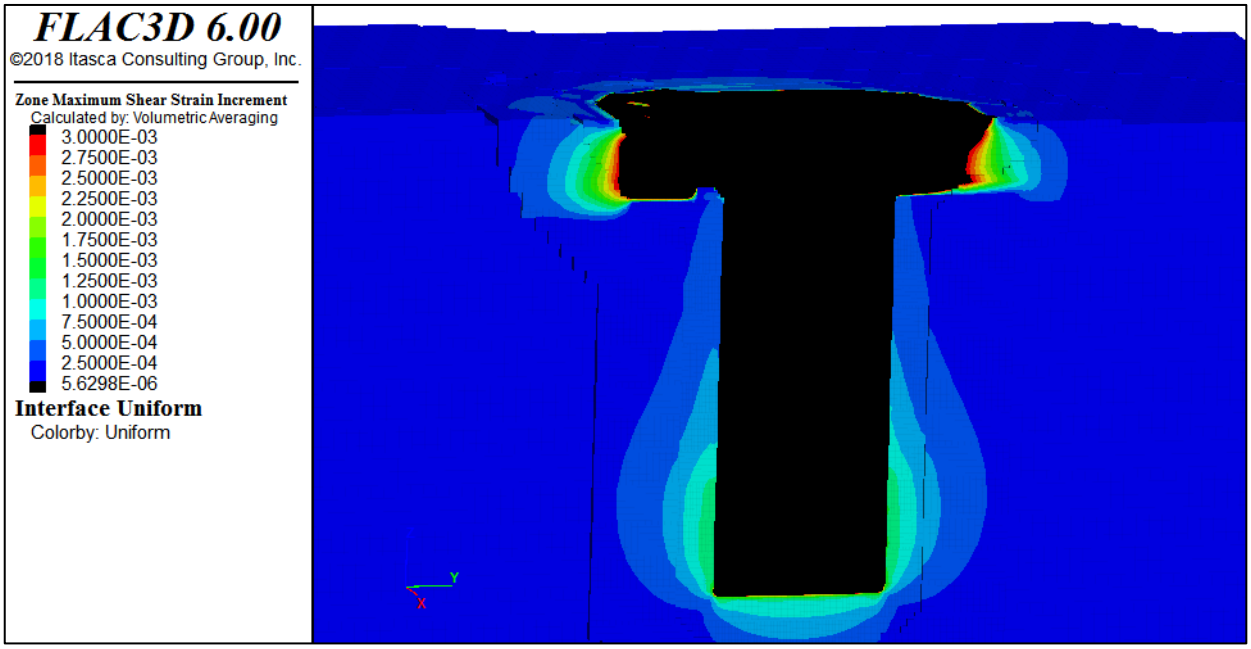
EXTRACCIÓN DEL MINERAL 8:



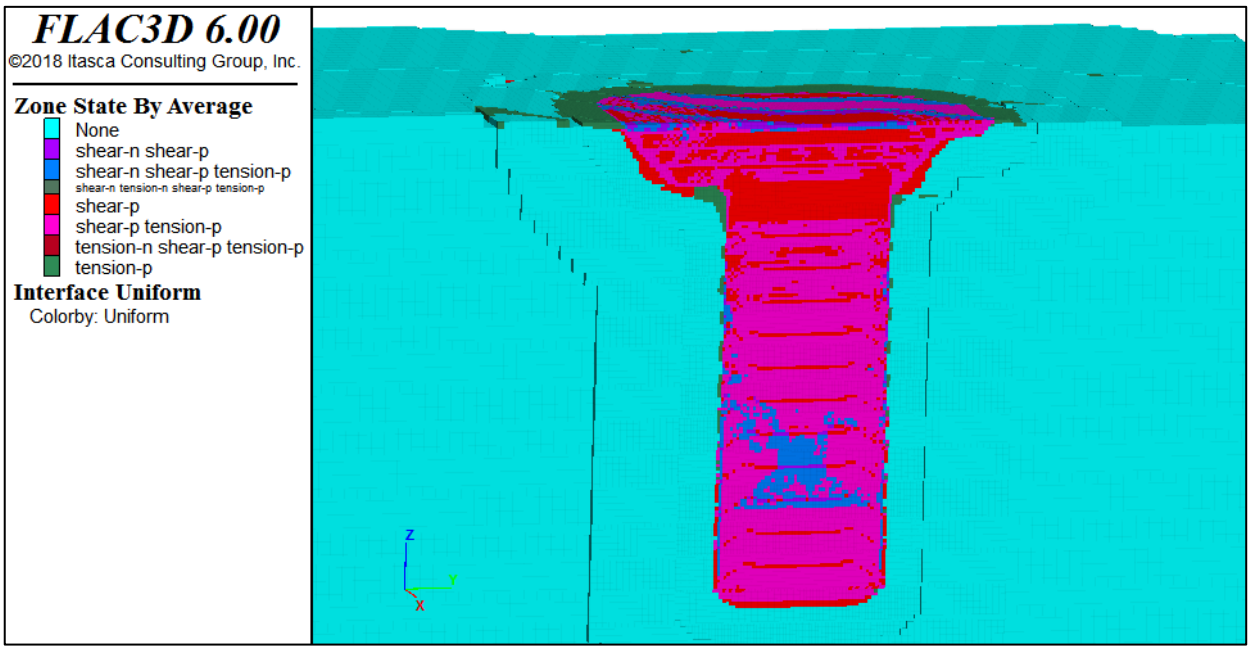


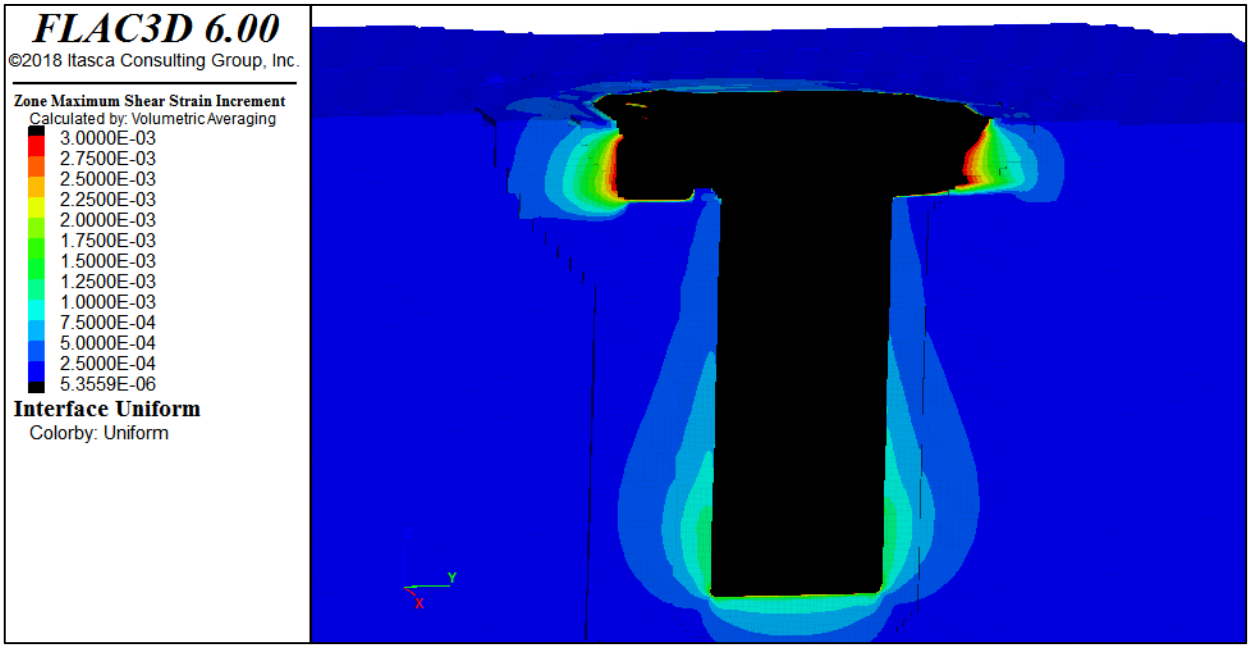
EXTRACCIÓN DEL MINERAL 9:



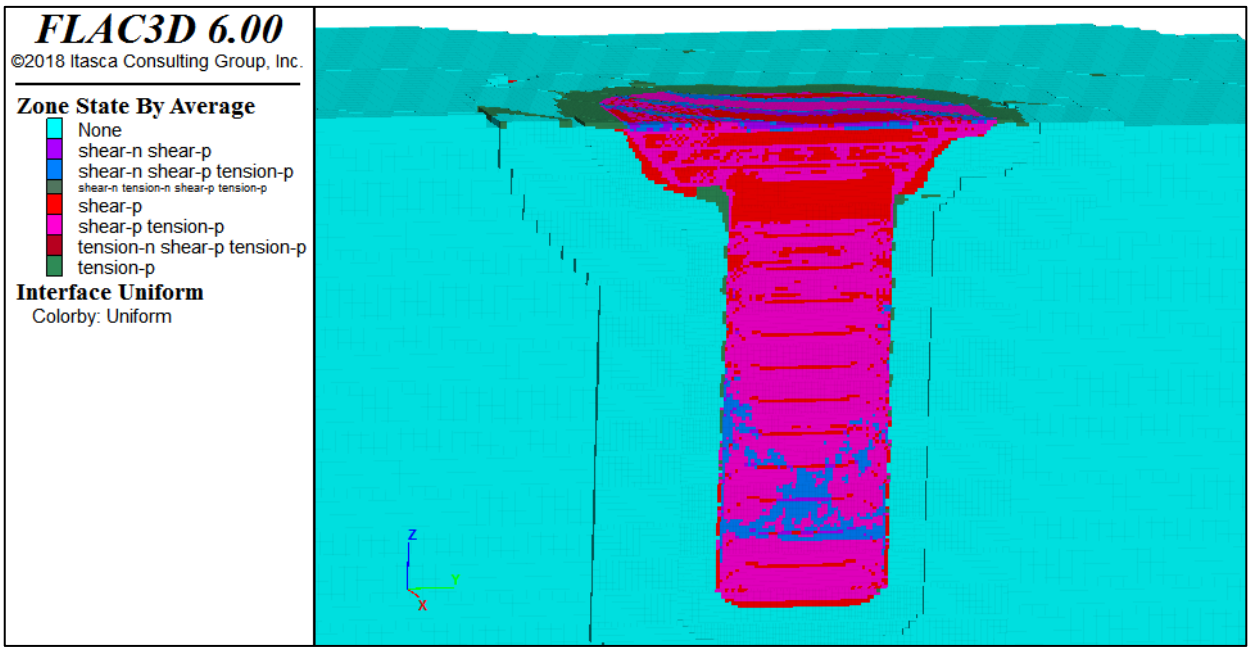


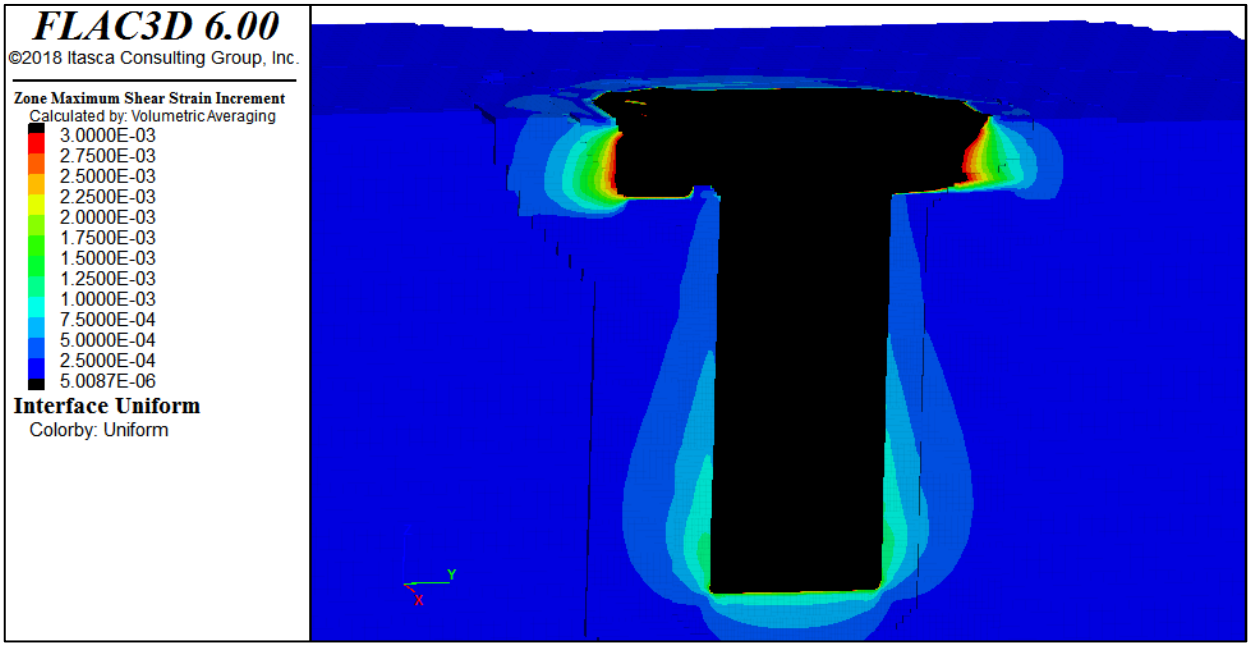
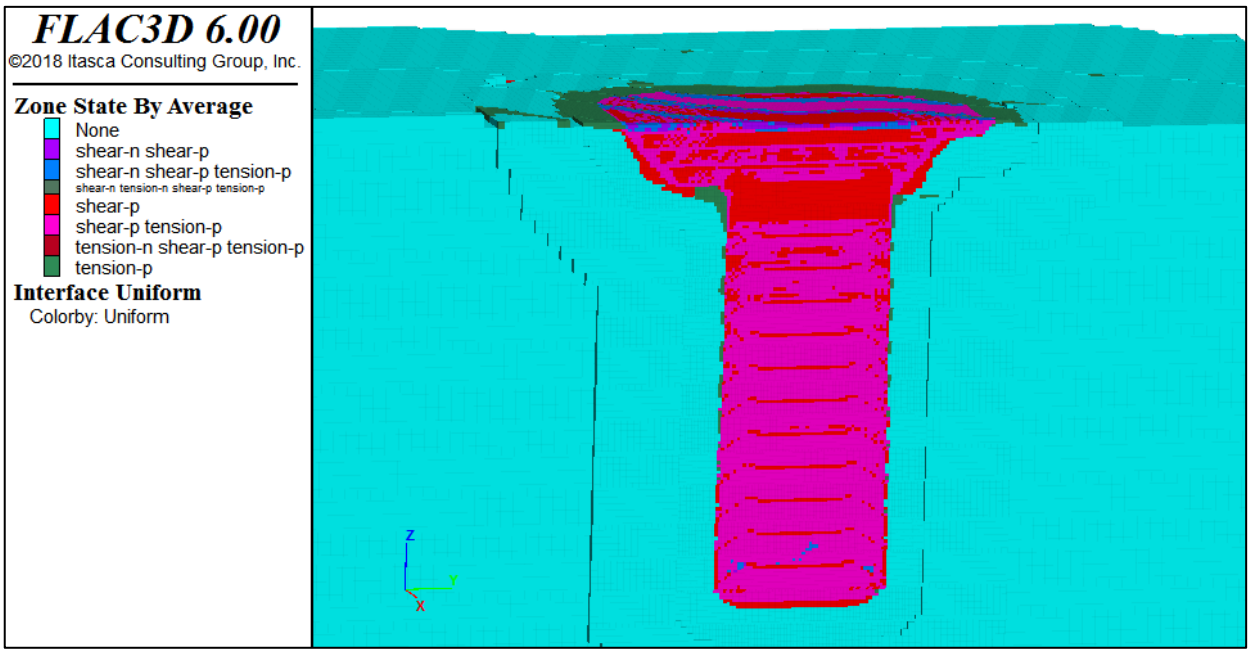
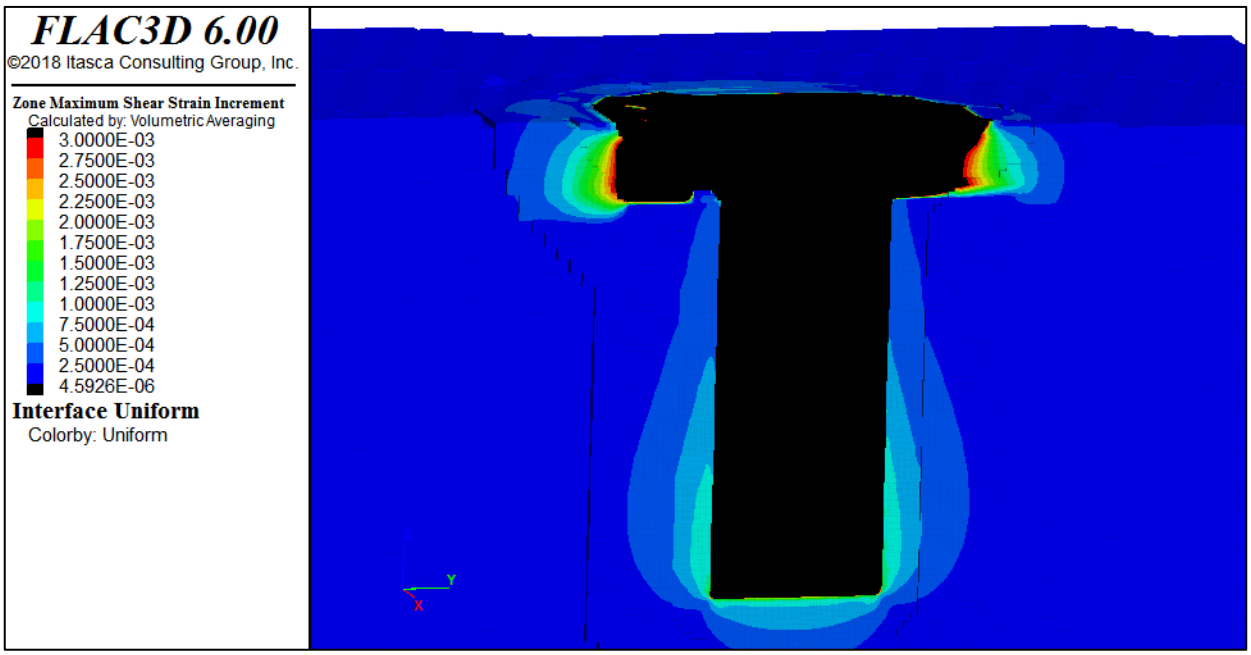
EXTRACCIÓN DEL MINERAL 10:





EXTRACCIÓN DEL MINERAL 11:





EXTRACCIÓN DEL MINERAL 12: