

UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN
Facultad de Ingeniería
Departamento de Ingeniería Metalúrgica

Profesor patrocinante
René Gómez

ESTUDIO DE SISTEMAS DE FORTIFICACIÓN PARA LA MINA SUBTERRÁNEA “OLKUSZ-POMORZANY” DE POLONIA



CÉSAR IGNACIO FERNÁNDEZ GUTIÉRREZ
CHRYSYTIAN HERNÁN RAMÍREZ CÁCERES

Informe de Memoria de Título
para optar al Título de
Ingeniero Civil de Minas

Diciembre 2018

RESUMEN

El uso de métodos de fortificación de pernos y relleno, en minería subterránea, es cada vez más utilizado en la industria polaca. Tal es el caso de la mina “Olkusz – Pomorzany” de Polonia en donde se propone emplear estas tecnologías para la explotación de una capa de dolomita con zinc y plomo, la cual se ubica a 85 m de la superficie. El sistema de explotación comprende el diseño de 4 subniveles explotados de manera vertical, en donde el subnivel inferior se extrae mediante el método de Room and Pillar y los 3 subniveles superiores mediante Shortwall Mining. Se planteó el uso de pernos y relleno como método de soporte, donde luego de explotar un subnivel, este se rellena y luego se procede a extraer el subnivel superior usando como piso la zona previamente rellenada.

Se busca evaluar si el sistema de fortificación actual utilizado en la mina “Olkusz-Pomorzany” es o no la mejor alternativa de soporte. En base a estudios previos y ensayos de laboratorio, se realizó el análisis de un caso base considerando la aplicación de pernos de anclaje mecánico y relleno hidráulico, mediante modelamiento numérico a través del *software* RS2. Luego se procedió a evaluar alternativas en el tipo de fortificación de pernos y rellenos. Los tipos de pernos considerados fueron pernos de anclaje mecánico, pernos cementados, pernos de cable plano y pernos tipo Swellex. Y respecto a los tipos de relleno, se consideró el relleno hidráulico, el relleno cementado y el relleno en pasta.

Los resultados obtenidos mostraron que el caso base no es la configuración que genera la mayor estabilidad para la mina “Olkusz – Pomorzany”, ya que el *Strength Factor* mostraba zonas de peligro en las paredes y piso de las excavaciones. En el enfoque con pernos la mejor opción fue el uso de pernos cementados, dado a que logra estabilizar el macizo rocoso de la mejor manera (comparado a los otros tipos de pernos) al obtener un mayor *Strength Factor*. Además, el uso de lechada de cemento combate eficientemente el gran caudal de agua presente en la mina (evitando la corrosión del perno y la alteración de su funcionamiento). En la simulación de los diferentes tipos de relleno se llegó a la conclusión de que el relleno cementado es la mejor opción ya que no genera zonas de inestabilidad en las excavaciones y ofrece una mejor cohesión para mantener el relleno uniforme con la mínima deformación.

De esta forma, en base al análisis de estabilidad y esfuerzos principales, la mejor combinación para la fortificación de la mina “Olkusz – Pomorzany” es el uso de pernos con lechada de cemento y relleno cementado, la cual genera una mejor estabilidad general.

ABSTRACT

Support systems, like rock bolts and backfilling, are increasingly applied in underground mining. “Olkusz-Pomorzany” mine in Poland is a great example, where these technologies are proposed for use on the exploitation of a dolomite-lead-zinc layer, located 85 m below the surface. This exploitation system involves the design of 4 vertically operated sublevels, whose lower sublevel is extracted by Room and Pillar method, and the 3 upper sublevels by Shortwall Mining. Therefore, after exploiting a sublevel, it is filled and then proceeds to extract the upper Sublevel using the area previously filled as a floor.

First, based on studies developed by engineers, mechanically anchored rock bolts and hydraulic backfilling were analyzed in *RS2* software, elaborating the numerical modeling of this continuous extraction-reinforcement succession phases. Variations in the fortification system were made taking into consideration 2 approaches, these were rock bolts and backfilling. Related with rock bolts, fully grouted, flat cable and Swellex type rock bolts was studied. Regarding the backfilling types, cement and paste filling was considered.

Results show that the initial case is not ideal for “Olkusz-Pomorzany” mine, since *Strength Factor* showed danger zones on the floor and walls of the excavation. In the rock bolts approach, the best option is fully grouted rock bolts because it manages to stabilize the rock mass appropriately (compared to the other types of bolts) by obtaining a greater *Strength Factor*. Besides, the use of cement grout efficiently combats the large water flow in the mine (avoiding rock bolt corrosion and disturbance of its operation). In backfilling simulation, it was concluded that cemented filling is the best option because it does not generate instability zones in the excavations and offers a better cohesion to keep a uniform filling with minimum deformation.

Finally, the use of fully cemented grouted rock bolts and cemented filling is the best performance for “Olkusz-Pomorzany” mine’s fortification system, which produces a better general stability.

AGRADECIMIENTOS

“A AGH Universidad de Ciencias y Tecnología por permitirnos realizar la pasantía en ese lugar y en especial al profesor Krzysztof por ayudarnos a realizar nuestro proyecto y ayudarnos en todas nuestras dudas. Al profe René por siempre darse el tiempo para nosotros, ayudarnos en nuestras dudas, guiarnos por el mejor camino a seguir y aceptar ser el docente patrocinante.

A mi familia por apoyarme en todo este proceso y permitirme viajar a Polonia y vivir la mejor etapa de mi vida.

A todos mis compañeros de la U, en especial al Gode por ser mi partner en la etapa final de mi carrera y a Chichan por el increíble trabajo y compañía durante el desarrollo de la memoria. A mis amigos del colegio, koke, leiva, dex, Daniel, faix y kevin por la compañía y todos los tiempos de ocio vividos juntos.”

Cesar Ignacio Fernández Gutiérrez

“A mis amigos que se preocupaban por las noches de estudios o la cara de sueño previo a un certamen y hacían lo posible por subirme el ánimo. Aquellos que brindaban una mano de ayuda cuando no sabía algo o me pasaban material sin habérselos pedido, gracias.

A los docentes de la carrera por transmitirnos la mayor cantidad de conocimiento, a pesar de las dificultades y no contar con toda la implementación que uno quisiera. Por guiarnos en este camino, sobre todo al profe René por la orientación y el tiempo dedicado a nosotros en pos de la memoria de título, muchas gracias.

A todos los involucrados en nuestra pasantía (profesores de la AGH Universidad de Ciencias y Tecnología, conocidos y compañeros nuevos) por mostrarnos otra realidad e industria, antes desconocida. Por darnos a conocer un poco más de la minería polaca, por todos los consejos y enseñanzas, en especial al profe Krzysztof por su gran disposición, simpatía y ayuda, gracias totales.

Y finalmente, a mi familia, quienes me han acompañado toda la vida y han estado para mí en las batallas perdidas y en las victorias. Por estar pendientes de mí, siempre dispuestos a venir a dejarme a la u por que el sueño me superó, o si requería algo iban y lo compraban sin más. Por apañar en todo a pesar de las dificultades y nunca dudar de mis capacidades en este largo viaje como persona y futuro profesional, doy las gracias de tener la fortuna de tenerlos en mi vida”.

Chrystian Hernán Ramírez Cáceres

NOMENCLATURA

σ_t : Resistencia a la tracción, es la máxima tracción que un material puede soportar bajo tensión antes de que su sección transversal se contraiga de manera significativa. Por lo tanto, tiene dimensiones de fuerza por unidad de área (como la resistencia a la compresión). Es uno de los parámetros más importantes para definir la deformabilidad de la roca.

ϕ : **ángulo de fricción interna**, Comprendido entre el eje de esfuerzos normales y la tangente a la envolvente de Mohr en un punto que representa una condición dada de esfuerzo de ruptura de un material sólido.

Acelerómetro: Dispositivo que mide la vibración o aceleración del movimiento de una estructura.

Anclaje: Conjunto de elementos destinados a fijar algo firmemente a un elemento.

Auger Mining: Método para recuperar carbón al perforar un manto de este en la base de los estratos expuestos por la excavación. Se limita a capas horizontales o ligeramente inclinadas, las cuales son procesadas por un taladro (*Auger*).

Cartucho: Envoltura de papel encerado, plástico u otro material, el cual es de forma cilíndrica y permite colocar en su interior algún elemento en especial (ejemplo: explosivo, resina).

Caserón: Laboreo de grandes dimensiones destinado a la extracción de mineral. También se construyen para separar sectores o zonas mineralizadas de las que no lo son.

CHM: *Continuous Highwall Mining*. Operación minera, en donde la veta de carbón es penetrada por un "Continuous Miner" controlado a distancia, el cual es impulsado por un sistema de empuje hidráulico.

Cohesión (C): Fuerza de unión entre las partículas minerales que forman la roca.

Colas de relave: Conjunto de desechos tóxicos generados por procesos mineros de concentración de minerales, usualmente compuesto por rocas molidas, agua, minerales de ganga (estéril) y/o metales pesados a baja concentración.

Compresión: Fenómeno físico en el cual un determinado objeto ve reducido su volumen como consecuencia de estar afectado por distintas fuerzas.

Criterio de Hoek and Brown: Es una regla empírica (tras observar una gran cantidad de minas) que se utiliza para predecir la falla de una roca. Comienza con las propiedades de la roca intacta y luego se agregan factores para reducirlas debido a la existencia de fallas en la roca.

Criterio de Mohr Coulomb: La teoría de Mohr-Coulomb es un modelo matemático que describe la respuesta de materiales quebradizos, tales como hormigón, o agregados de partículas como el suelo, a esfuerzo cortante, así como tensión normal.

D: Factor de perturbación de la roca, es un parámetro usado en el criterio de Hoek and Brown generalizado y representa el daño de la excavación frente a tronadura.

Dilatación de techo: Aumento de volumen producto de la separación sus componentes.

Dilución: Residuos de roca de bajo grado, inevitablemente retirados con el material en el proceso de minería, que contribuyen a bajar el grado del mineral explotado. Hace referencia al porcentaje de material estéril o de baja ley que se mezcla con el mineral producido por el método de explotación utilizado, y las operaciones complementarias.

Distribución de tamaño: Peso o volumen neto de partículas sólidas que entran en cada uno de los rangos de tamaño, indicado como un porcentaje de la cantidad total de sólidos de todos los tamaños en la muestra de interés.

E: Módulo de Young, conocido también como módulo de elasticidad, es un parámetro que caracteriza el comportamiento de un material elástico, según la dirección en la que se aplica una fuerza. Representa la rigidez que se tiene cuando un cuerpo es sometido a una tensión externa de tracción o compresión.

Ensayo brasileño: Prueba geotécnica de laboratorio para la medición indirecta de la resistencia a la tracción de las rocas. Es uno de los más empleados dada su simplicidad y eficiencia. A veces se emplea también para hormigón.

Esfuerzo: Fuerza por unidad de área que aparece internamente en un material debido a una carga externa.

ESR: Relación de sostenimiento de excavación, utilizada en la metodología Q de Barton.

Estéril: Roca que no constituye una mena explotable, en oposición a rocas mineralizadas.

Extensómetro: También conocido como medidor de tensión, es un sensor que mide la deformación, presión, carga, posición, entre otros elementos.

Fractura: Forma de la superficie de fraccionamiento (concoidea, desigual, entre otros) o rotura de un cuerpo según superficies aleatorias.

Galería: Excavación horizontal y/o inclinada, lo cual depende de la forma, ubicación del cuerpo mineralizado, dimensiones de esta y las características del macizo rocoso.

GSI: *Geological Strength Index*, estima la reducción de la resistencia del macizo para diferentes condiciones geológicas.

IP: *Internet Protocol*. Estándar empleado en el envío y recepción de información mediante una red que reúne paquetes conmutados.

LHD: *Load Haul Dump*. Es un cargador frontal encargado de transportar el material recién dinamitado a los buzones de vaciado.

Licuefacción: Fenómeno en el cual el suelo, producto de una saturación de agua y especialmente en sedimentos recientes, pierden su firmeza y fluyen como resultado de los esfuerzos provocados en ellos por temblores.

Macizo Rocoso: Conjunto de bloques de matriz rocosa y de discontinuidades. Mecánicamente son medios discontinuos, anisótropos y heterogéneos.

Manto: Depósito de gran espesor que se extiende de manera uniforme en una región.

m: Constante de la roca intacta, usado en el criterio de Hoek and Brown generalizado.

Open pit: Método de explotación usado en minería a cielo abierto, en el cual se realiza un banqueo descendente, y se forma una pirámide circular hacia profundidad. Se utiliza en yacimientos masivos o de capas inclinadas.

Perno: Elemento que se utiliza para dar estabilidad compuesto por una varilla empleada para amarrar bloques de roca sueltos de macizo rocoso en taludes o túneles.

pH: El pH es una medida de acidez o alcalinidad de una disolución. El pH indica la concentración de iones de hidrógeno presentes en determinadas disoluciones.

Pilar: Bloque sólido de mena o de roca dejado en su lugar para estructuralmente sostener la galería de acceso a la mina, las paredes o el techo de esta.

Porosidad: Capacidad del material de absorber líquidos y gases. También se entiende como una medida de espacios vacíos de un elemento.

Presión: Magnitud física que mide la proyección de la fuerza en dirección perpendicular por unidad de superficie.

Presión de poros: Fuerza que ejerce el agua subterránea atrapada en el suelo o en la roca, en huecos situados entre el agregado llamados poros.

Roca caja: Agregado o masa mineral formado naturalmente en la corteza terrestre, el cual rodea al depósito. Ejemplo: roca alrededor de una veta.

RQD: *Rock Quality Designation*. Se define como el porcentaje de recuperación de testigos de más de 10 centímetros de longitud (en su eje).

SCC: *Stress Corrosion Cracking*. Sistema de fractura de pernos a partir de ambientes corrosivos bajo tensión.

SF: *Strength Factor*. Es el cociente entre el valor calculado de la capacidad máxima de un sistema y el valor del requerimiento esperado real a que se verá sometido.

SRF: Factor de reducción de esfuerzos, el cual depende del estado tensional de la roca.

Subsidencia: Depresión de la superficie del terreno producto de la extracción de un cuerpo mineral subterráneo, lo cual genera manifestaciones de inestabilidad.

Tensión: Magnitud física que representa la fuerza por unidad de área de contorno de un punto material sobre una superficie real o imaginaria de un medio continuo.

Tiro / pozo: Perforación hecha en la roca con cualquier tipo de máquina perforadora, ya sea de percusión, percusión rotativa, o bien, rotativa.

UCS: *Uniaxial Compressive Strength*. Entendido como la Resistencia a la compresión uniaxial, es el esfuerzo máximo de compresión axial que puede tolerar una muestra cilíndrica recta de material antes de fracturarse.

v: Coeficiente de Poisson, relación entre la deformación lateral y la correspondiente deformación longitudinal (axial), en un cuerpo elástico sometido a un esfuerzo longitudinal. Para la mayoría de las rocas, su valor varía entre 0.15 y 0.40.

Yacimiento masivo: Depósito de extensión considerable, tanto en sentido horizontal como vertical, dentro de los cuales la mineralización está distribuida en forma relativamente uniforme.

ÍNDICE GENERAL

1. INTRODUCCIÓN	1
1.1 HIPÓTESIS DE TRABAJO	1
1.2 OBJETIVOS	2
2. ANTECEDENTES	3
2.1 SISTEMA DE SOPORTE EN MINERÍA SUBTERRÁNEA	3
2.2 FORTIFICACIÓN CON PERNOS.....	4
2.2.1 FUNCIONAMIENTO DE LOS PERNOS	4
2.2.2 PRINCIPIOS DE SOSTENIMIENTO.....	6
2.2.3 TIPOS DE PERNOS, CABLES Y MATERIALES DE INYECCIÓN.....	7
2.2.3.1 PERNOS DE ANCLAJE MECÁNICO	7
2.2.3.2 PERNOS DE FRICCIÓN	8
2.2.3.3 PERNOS INYECTADOS	9
2.2.3.3.1 PERNOS DE VARILLA DE HIERRO INYECTADOS CON RESINA	9
2.2.3.3.2 PERNOS DE VARILLA DE HIERRO INYECTADOS CON CEMENTO	9
2.2.3.4 PERNOS AUTOPERFORANTES.....	10
2.2.3.5 PERNOS INSTRUMENTADOS	11
2.2.3.6 PERNOS INTELIGENTES.....	12
2.2.3.7 PERNOS DE CABLE.....	12
2.3 METODOLOGÍAS PARA ESCOGER EL TIPO DE SOPORTE (PERNO).....	13
2.3.1 PARÁMETROS A CONSIDERAR PARA LA ELECCIÓN DEL TIPO DE PERNO	13
2.3.1.1 PARÁMETROS DEL MATERIAL ROCOSO	13
2.3.1.2 PARÁMETROS DEL CAMPO DE ESFUERZOS DE LA ROCA.....	14
2.3.1.3 COMPONENTES EXTRAS A TENER EN CUENTA.....	14
2.3.2 TÉCNICAS DE DISEÑO.....	15
2.3.2.1 DISEÑO OBSERVACIONAL	15
2.3.2.2 TÉCNICAS EMPÍRICAS.....	15
2.3.2.3 TÉCNICAS ANALÍTICAS.....	19
2.3.2.4 MODELAMIENTO NUMÉRICO	20
2.4 MODOS DE FALLA DE PERNOS Y LECHADA	22
2.4.1 MODO DE FALLA DE SISTEMA DE DOS FASES.....	22
2.4.2 MODO DE FALLA DE PERNOS DE CABLE	22
2.4.3 FALLA DE CORTE INTERFACIAL DEL PERNO	23
2.4.4 FRACTURA POR AGRIETAMIENTO CAUSADO POR CORROSIÓN BAJO TENSIÓN (SCC)	23

2.5 MONITOREO DE PERNOS	24
2.6 FORTIFICACIÓN CON RELLENO	25
2.6.1 MÉTODOS SUBTERRÁNEOS QUE USAN RELLENO.....	25
2.6.1.1 LONGWALL MINING (FRENTE LARGO)	26
2.6.1.2 SHORTWALL MINING (FRENTE CORTO)	29
2.6.1.3 HIGHWALL MINING	29
2.6.1.4 ROOM AND PILLAR (CASERONES Y PILARES)	30
2.6.1.5 CUT AND FILL (CORTE Y RELLENO)	31
2.6.1.6 UNDERHANG CUT AND FILL (CORTE Y RELLENO DESCEDENTE)	32
2.6.1.7 BENCH AND FILL (BANQUEO Y RELLENO)	32
2.6.1.8 SUBLEVEL STOPING (CASERONES POR SUBNIVELES).....	33
2.7 TIPOS DE RELLENO	34
2.7.1 RELLENO SECO.....	35
2.7.2 RELLENO HIDRÁULICO	35
2.7.3 RELLENO CEMENTADO.....	36
2.7.4 RELLENO EN PASTA	36
2.7.5 RELLENO COMPUESTO	36
2.7.6 CONCRETO EPS USADO COMO RELLENO.....	37
2.7.7 COMPARACIÓN ENTRE LOS TIPOS DE RELLENO	37
2.8 MÉTODOS DE TRANSPORTE DEL RELLENO	38
2.9 CARACTERÍSTICAS PRINCIPALES	39
2.9.1 DRENAJE Y BARRICADAS	39
2.9.2 PERMEABILIDAD	40
2.9.3 CONSOLIDACIÓN Y ARQUEAMIENTO.....	41
2.9.4 SECUENCIA DE DEPÓSITO DEL RELLENO	41
2.10 GEOLOGÍA DE LA REGIÓN “OLKUSZ”	42
3. METODOLOGÍA DE TRABAJO	44
3.1 EQUIPAMIENTO DE LABORATORIO.....	45
3.2 ENSAYOS DE LABORATORIO.....	50
3.2.1 ENSAYO DE COMPRESIÓN UNIAXIAL	50
3.2.2 ENSAYO DE TRACCIÓN (ENSAYO BRASILEÑO)	50
3.2.3 DETERMINACIÓN DE MÓDULO DE YOUNG Y COEFICIENTE DE POISSON.....	51
3.2.4 ENSAYO DE TENSIÓN AXIAL	54
3.2.5 ENSAYO DE PERMEABILIDAD	55
3.2.6 ENSAYO DE GRANULOMETRÍA	57
3.2.7 ENSAYO DE COMPRESIBILIDAD	59
3.3 DETERMINACIÓN DE PARÁMETROS GEOMECAÑICOS.....	62

3.3.1 CARACTERÍSTICAS DE LA ROCA EN LA ZONA MINERALIZADA	62
3.3.2 CARACTERÍSTICAS PERNOS	63
3.4 PROCEDIMIENTO DE TRABAJO	64
3.4.1 IDENTIFICACIÓN DE ZONA DE DAÑO PARA LAS CONFIGURACIONES DE ESTUDIO	64
3.4.2 DISEÑO MINERO	65
3.4.3 DEFINICIÓN DE ESCENARIOS	66
3.4.4 ESTUDIO DE LA VARIACIÓN DE LA GEOMETRÍA PARA LA MEJOR OPCIÓN.....	67
3.4.5 MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LA MEJOR COMBINACIÓN DE FORTIFICACIÓN USANDO PERNOS CON LECHADA DE CEMENTO Y RELLENO CEMENTADO.....	67
4. IDENTIFICACIÓN DE ZONA DE DAÑO PARA LAS CONFIGURACIONES DE ESTUDIO.....	68
5. DISEÑO MINERO	70
5.1 DIMENSIONAMIENTO ROOM AND PILLAR	70
5.2 DIMENSIONAMIENTO SHORTWALL	70
5.3 SECUENCIAMIENTO Y CONDICIONES DEL TERRENO	71
6. DEFINICIÓN DE ESCENARIOS	73
6.1 PARAMETROS DEL CASO BASE	73
6.2 PARÁMETROS DE LA VARIACIÓN DE ESCENARIOS ENFOQUE PERNOS	74
6.3 PARÁMETROS DE LA VARIACIÓN DE ESCENARIOS ENFOQUE RELLENO.....	75
7. ANÁLISIS GEOMECÁNICO EN RS2.....	76
7.1 MODELAMIENTO NUMÉRICO DEL CASO BASE	76
7.2 MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LAS VARIACIONES DEL TIPO DE PERNOS.....	77
7.2.1 MODELAMIENTO NUMÉRICO CON PERNO CEMENTADO.....	77
7.2.2 MODELAMIENTO NUMÉRICO CON PERNO DE CABLE PLANO	78
7.2.3 MODELAMIENTO NUMÉRICO CON PERNO SWELLEX.....	79
7.2.4 MODELAMIENTO NUMÉRICO CAMBIO DE CARACTERISTICAS DEL PERNO	80
7.3 MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LAS VARIACIONES DEL TIPO DE RELLENO	81
7.3.1 MODELAMIENTO NUMÉRICO CON RELLENO CEMENTADO	81
7.3.2 MODELAMIENTO NUMÉRICO CON RELLENO EN PASTA.....	82
7.4 ESTUDIO DE LA VARIACIÓN DE LA GEOMETRÍA PARA LA MEJOR OPCIÓN	83
7.5 MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LA MEJOR COMBINACIÓN DE FORTIFICACIÓN USANDO PERNOS CON LECHADA DE CEMENTO Y RELLENO CEMENTADO.....	85
7.5.1 MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LA MEJOR COMBINACIÓN DE FORTIFICACIÓN (<i>STRENGTH FACTOR</i>).....	85
7.5.2 MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LA MEJOR COMBINACIÓN DE FORTIFICACIÓN (<i>SIGMA 1</i>).....	87
7.5.3 MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LA MEJOR COMBINACIÓN DE FORTIFICACIÓN (<i>SIGMA 3</i>)	89

7.5.4 ESFUERZOS <i>IN-SITU</i> MEDIANTE EL CRITERIO DE FALLA DE MOHR COULOMB PARA LA MEJOR COMBINACIÓN DE FORTIFICACIÓN.....	91
8. CONCLUSIONES	92
8.1 RELLENOS	92
8.2 PERNOS	92
8.3 GEOMETRÍA DE LA EXCAVACIÓN	93
8.4 RECOMENDACIONES	94
BIBLIOGRAFÍA	95
ANEXOS	101
ANEXO A: SISTEMAS DE FORTIFICACIÓN	101
ANEXO B: EJEMPLO DE CÁLCULO PARÁMETROS DOLOMITA	101
ANEXO C: RESULTADOS ENSAYOS DE PERMEABILIDAD.....	104
ANEXO D: RESULTADOS ENSAYOS DE GRANULOMETRÍA	105
ANEXO E: RESULTADOS ENSAYO DE COMPRESIBILIDAD	106
ANEXO F: MODELAMIENTO NUMÉRICO.....	108



ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA 1 PROPÓSITOS DE ESTABILIDAD PARA ELEMENTOS DE SOPORTE [1].	4
FIGURA 2 CAÍDA DE ROCA POR GRAVEDAD.	5
FIGURA 3 PRINCIPIOS DE SOSTENIMIENTO DE PERNOS (EN ORDEN: CUÑA, VIGA, COLUMNA, ARCO).	7
FIGURA 4 COMPONENTES DE UN PERNO DE ANCLAJE MECÁNICO CON CABEZA DE EXPANSIÓN.	7
FIGURA 5 PERNOS DE FRICCIÓN (IZQUIERDA: SWELLEX, DERECHA: SPLIT SET).	8
FIGURA 6A PERNO DE VARILLA INYECTADO CON RESINA.	9
FIGURA 6B PERNO DE VARILLA INYECTADO CON CEMENTO.	9
FIGURA 7 TIPOS DE CARTUCHOS (RESINA: IZQUIERDA, CEMENTO: DERECHA)	10
FIGURA 8 PERNO AUTOPERFORANTE.	11
FIGURA 9 EJEMPLO DE PERNO INSTRUMENTADO.	11
FIGURA 10 PERNO INTELIGENTE (IMAGEN REFERENCIAL).	12
FIGURA 11 EJEMPLO DE PERNO DE CABLE.	12
FIGURA 12 CLASIFICACIÓN BASADA EN RMR Y MRMR, JUNTO A LAS CATEGORÍAS [8] ...	16
FIGURA 13 Q DE BARTON (GRÁFICO JUNTO A RECOMENDACIONES DE SOPORTE)* [7].	17
FIGURA 14 PAUTA DE SOPORTE Y ESTABILIDAD BASADA EN RQD [8].	18
FIGURA 15 LÍNEAS CARACTERÍSTICAS (MACIZO Y SOPORTE) [10].	19
FIGURA 16 PROCESO DE LONGWALL MINING [31].	27
FIGURA 17 EQUIPO LONGWALL MINING ADAPTADO PARA EL USO DE RELLENO [30].	28
FIGURA 18 MÉTODO DE INYECCIÓN DE RELLENO DESDE LA SUPERFICIE [33].	28
FIGURA 19 HIGHWALL MINING CON RELLENO [36].	29
FIGURA 20 VISTA GENERAL DEL MÉTODO DE ROOM AND PILLAR [37].	30
FIGURA 21 VISTA GENERAL DEL MÉTODO DE CUT AND FILL [40].	31
FIGURA 22 VISTA GENERAL DEL MÉTODO UNDERHANG CUT AND FILL (DESPUÉS DE [42]).	32
FIGURA 23 MÉTODO DE BENCH AND FILL [43].	33
FIGURA 24 MÉTODO DE SUBLEVEL STOPING CON RELLENO (DESPUÉS DE [44]).	34
FIGURA 25 USO DEL RELLENO HIDRÁULICO EN UN CASERÓN [46].	36
FIGURA 26 VISTA DE GRANOS DE EPS [47].	37
FIGURA 27 BARRICADA EN CONSTRUCCIÓN [46].	40
FIGURA 28 ESQUEMA DE SECUENCIA DE LLENADO EN SOCAVÓN [53].	41
FIGURA 29 MAPA DE LOS DEPÓSITOS DE MINERAL EN LA REGIÓN DE OLKUSZ [54].	42

FIGURA 30 MAPA DE DISTRIBUCIÓN DE MINERALIZACIÓN DE ZINC BALANCEADA (A) Y MAPA DE TENDENCIA DEL CONTENIDO DE ZINC (B) EN LAS DOLOMITAS EN EL FRAGMENTO DE LA MINA POMORZANY. [54].....	43
FIGURA 31 ESQUEMA DE LA METODOLOGÍA DE TRABAJO	44
FIGURA 32 VISTA GENERAL DE PERFORADORA DE LABORATORIO.....	45
FIGURA 33 BALANZA DIGITAL DE LABORATORIO.....	45
FIGURA 34 VISTA GENERAL DE CALIBRADOR DIGITAL.....	45
FIGURA 35 VISTA GENERAL DE PRENSA HIDRÁULICA DE LABORATORIO.....	46
FIGURA 36 VISTA GENERAL DE TAMIZADORA RO-TAP.....	46
FIGURA 37 CONFIGURACIÓN DE RELOJES COMPARADORES.....	46
FIGURA 38 VISTA SUPERIOR DE TAMBOR DE EXPERIMENTO.....	47
FIGURA 39 VISTA GENERAL DE MEDIDOR DE DISTANCIA LÁSER.....	47
FIGURA 40 VISTA GENERAL DE LLAVE DINAMOMÉTRICA.....	47
FIGURA 41 PANEL DE CONTROL II.....	48
FIGURA 42 BLOQUES DE CILINDRO, 1 – ESTRUCTURA DE SOPORTE, 2 – BLOQUE DE CILINDRO, 3 – CILINDRO, 4 – BUJAS DOBLES, 5 – VIGA TRANSVERSAL DEL MOTOR HIDRÁULICO, 6 – CILINDROS DE SOPORTE DE PERNOS, 7 – MOTOR DE LEVA ROTATIVA, 8 – PLACA DE SOPORTE, 9 – ABRAZADERA DE TRES MANDÍBULAS, 10 – SENSOR DE REGISTRO DE DESPLAZAMIENTO, 11 – SENSOR DE REGISTRO DE FUERZA.....	49
FIGURA 43 EQUIPO DE MEDICIÓN DE CARGA (DIVERSOS ÁNGULOS).....	49
FIGURA 44 TESTIGOS DE ROCA FALLADOS (IZQUIERDA: COMPRESIÓN, DERECHA: TRACCIÓN).....	51
FIGURA 45 TESTIGO DE ROCA, JUNTO A RELOJES COMPARADORES, DURANTE EL ENSAYO DE MEDICIÓN.....	51
FIGURA 46 (IZQUIERDA A DERECHA: NÚCLEO, CABEZA DEL PERNO, TORQUÍMETRO, HOJAS DE LA CÁMARA DE EXPANSIÓN, CÁMARA ARMADA, LARGO TOTAL DEL PERNO).....	54
FIGURA 47 PERNO INSTALADO EN EL EQUIPO DE MEDICIÓN DE CARGA (DISTINTOS ÁNGULOS).....	55
FIGURA 48 PERMEÁMETRO USADO PARA MEDIR LA PERMEABILIDAD.....	56
FIGURA 49 TUBO DE ENSAYO PARA MEDIR LA PERMEABILIDAD.....	56
FIGURA 50 PREPARACIÓN DE LA MUESTRA EN TAMIZ DE 0,1 MM.....	58
FIGURA 51 ARENA DENTRO DEL BOWL LUEGO DE SU PASO POR EL TAMIZ.....	58
FIGURA 52 TAMIZADORA RO TAP.....	59
FIGURA 53 A LA IZQUIERDA EL EDÓMETRO N°3 Y A LA DERECHA EL EDÓMETRO N°10 (UNIDADES EN MM).....	59

FIGURA 54 EDÓMETRO N°7 (UNIDADES EN MM).....	60
FIGURA 55 EDÓMETROS N°3, 7 Y 10.....	60
FIGURA 56 RELOJ COMPARADOR MICRÓMETRO DIGITAL.	61
FIGURA 57 OBTENCIÓN DE MUESTRAS (IZQUIERDA: PERFORADORA, CENTRO Y DERECHA: TESTIGOS).....	62
FIGURA 58 HOJAS DE LA CÁMARA DE EXPANSIÓN (IZQUIERDA: INICIO DEL ENSAYO, DERECHA: FINAL).	63
FIGURA 59 DEFORMACIÓN DEL PERNO DE ANCLAJE MECÁNICO EN FUNCIÓN DE LA CARGA.	63
FIGURA 60 CONFIGURACIONES MODELADAS (IZQUIERDA: UN SOLO CRUCE, DERECHA: DOS CRUCES).	64
FIGURA 61 CONCRETO EPS [56].	66
FIGURA 62 UN SOLO CRUCE LATERAL. SIMULACIÓN DE LA ZONA DE DEFORMACIÓN.	68
FIGURA 63 DOS CRUCES LATERALES. SIMULACIÓN DE LA ZONA DE DEFORMACIÓN.	68
FIGURA 64 UN CRUCE LATERAL. SIMULACIÓN DE LA ZONA DE DEFORMACIÓN (DETALLE, VISTA DE PERFIL).	69
FIGURA 65 DOS CRUCES LATERALES. SIMULACIÓN DE LA ZONA DE DEFORMACIÓN (DETALLE, VISTA DE PERFIL).	69
FIGURA 66 ROOM AND PILLAR (IMAGEN REFERENCIAL, VISTA EN PLANTA).	70
FIGURA 67 SHORTWALL MINING (IMAGEN REFERENCIAL, VISTA EN PLANTA).	71
FIGURA 68 CONDICIONES DEL TERRENO.	72
FIGURA 69 SECUENCIA DEL MODELAMIENTO NUMÉRICO DEL CASO BASE (<i>STRENGTH FACTOR</i>).	77
FIGURA 70 SECUENCIA DEL MODELAMIENTO NUMÉRICO DEL PERNO CEMENTADO (<i>STRENGTH FACTOR</i>).	78
FIGURA 71 SECUENCIA DEL MODELAMIENTO NUMÉRICO DEL PERNO DE CABLE PLANO (<i>STRENGTH FACTOR</i>).	79
FIGURA 72 SECUENCIA DEL MODELAMIENTO NUMÉRICO DEL PERNO SWELLEX (<i>STRENGTH FACTOR</i>).	79
FIGURA 73 <i>STRENGTH FACTOR</i> PARA LA FASE 7 TRAS VARIAR EL DIÁMETRO DEL PERNO.	80
FIGURA 74 <i>STRENGTH FACTOR</i> PARA LA FASE 7 TRAS VARIAR LA LONGITUD DEL PERNO.	80
FIGURA 75 <i>STRENGTH FACTOR</i> PARA LA FASE 7 TRAS VARIAR EL ESPACIAMIENTO DEL PERNO.	80

FIGURA 76 SECUENCIA DEL MODELAMIENTO NUMÉRICO DEL RELLENO CEMENTADO (<i>STRENGTH FACTOR</i>).....	81
FIGURA 77 SECUENCIA DEL MODELAMIENTO NUMÉRICO DEL RELLENO EN PASTA (<i>STRENGTH FACTOR</i>).....	82
FIGURA 79 NÚMERO DE EXCAVACIONES VS SIGMA 1 Y SIGMA 3 MÁXIMOS.....	83
FIGURA 78 GRÁFICO NÚMERO DE EXCAVACIONES VS <i>STRENGTH FACTOR</i> MÍNIMO EN TECHO.	83
FIGURA 80 NÚMERO DE EXCAVACIONES VS <i>STRENGTH FACTOR</i>	84
FIGURA 81 NÚMERO DE EXCAVACIÓN V/S ESTADO DE ESFUERZOS.	84
FIGURA 82 SECUENCIA DEL MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LA MEJOR OPCIÓN DE FORTIFICACIÓN CON PERNOS CON LECHADA DE CEMENTO Y RELLENO CEMENTADO (<i>STRENGTH FACTOR</i>).....	85
FIGURA 83 SECUENCIA DEL MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LA MEJOR OPCIÓN DE FORTIFICACIÓN CON PERNOS CON LECHADA DE CEMENTO Y RELLENO CEMENTADO (<i>STRENGTH FACTOR, IN-SITU</i>).....	86
FIGURA 84 SECUENCIA DEL MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LA MEJOR OPCIÓN DE FORTIFICACIÓN CON PERNOS CON LECHADA DE CEMENTO Y RELLENO CEMENTADO (SIGMA 1).	87
FIGURA 85 SECUENCIA DEL MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LA MEJOR OPCIÓN DE FORTIFICACIÓN CON PERNOS CON LECHADA DE CEMENTO Y RELLENO CEMENTADO (SIGMA 1, <i>IN-SITU</i>).	88
FIGURA 86 SECUENCIA DEL MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LA MEJOR OPCIÓN DE FORTIFICACIÓN CON PERNOS CON LECHADA DE CEMENTO Y RELLENO CEMENTADO (SIGMA 3).	89
FIGURA 87 SECUENCIA DEL MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LA MEJOR OPCIÓN DE FORTIFICACIÓN CON PERNOS CON LECHADA DE CEMENTO Y RELLENO CEMENTADO (SIGMA 3, <i>IN-SITU</i>).	90
FIGURA 88 ESFUERZOS <i>IN-SITU</i> MEDIANTE EL CRITERIO DE FALLA DE MOHR COULOMB	91
FIGURA 89 CURVA GRANULOMÉTRICA.....	106
FIGURA 90 COMPRESIBILIDAD EDÓMETRO N°3.....	106
FIGURA 91 COMPRESIBILIDAD EDÓMETRO N°7.....	107
FIGURA 92 COMPRESIBILIDAD EDÓMETRO N°10.....	107
FIGURA 93 FASES RESTANTES DEL MODELAMIENTO NUMÉRICO DEL CASO BASE (<i>STRENGTH FACTOR</i>).....	109

FIGURA 94 FASES RESTANTES DEL MODELAMIENTO NUMÉRICO CON PERNO CEMENTADO (<i>STRENGTH FACTOR</i>).....	109
FIGURA 95 FASES RESTANTES DEL MODELAMIENTO NUMÉRICO CON PERNO DE CABLE PLANO (<i>STRENGTH FACTOR</i>).....	109
FIGURA 96 FASES RESTANTES DEL MODELAMIENTO NUMÉRICO CON PERNO TIPO SWELLEX (<i>STRENGTH FACTOR</i>).....	109
FIGURA 97 FASES RESTANTES DEL MODELAMIENTO NUMÉRICO CON RELLENO CEMENTADO (<i>STRENGTH FACTOR</i>).....	109
FIGURA 98 FASES RESTANTES DEL MODELAMIENTO NUMÉRICO CON RELLENO EN PASTA (<i>STRENGTH FACTOR</i>).....	109
FIGURA 99 FASES RESTANTES DEL MODELAMIENTO NUMÉRICO CON LA MEJOR COMBINACIÓN DE PERNO Y RELLENO (<i>STRENGTH FACTOR</i>).....	109
FIGURA 100 FASES RESTANTES DEL MODELAMIENTO NUMÉRICO CON LA MEJOR COMBINACIÓN DE PERNO Y RELLENO (<i>SIGMA 1</i>).....	109
FIGURA 101 FASES RESTANTES DEL MODELAMIENTO NUMÉRICO CON LA MEJOR COMBINACIÓN DE PERNO Y RELLENO (<i>SIGMA 3</i>).....	109



INDICE DE TABLAS

TABLA 1 ELEMENTOS DE SOPORTE SEGÚN PROPÓSITO DE ESTABILIDAD.....	4
TABLA 2 FACTOR EMPÍRICO F SEGÚN MRMR OBTENIDO.....	16
TABLA 3 RESUMEN TÉCNICAS EMPÍRICAS	18
TABLA 4 RESUMEN PROGRAMAS DE MODELAMIENTO NUMÉRICO.....	21
TABLA 5 COMPARACIÓN DIFERENTES TIPOS DE RELLENO [49,50]	38
TABLA 6 CARACTERÍSTICAS DEL PERNO UTILIZADO	54
TABLA 7 PARÁMETROS GEO MECÁNICOS DE LAS MUESTRAS DE DOLOMITA (PROMEDIOS).....	62
TABLA 8 PARÁMETROS DE ENTRADA DE LA SIMULACIÓN NUMÉRICA.....	65
TABLA 9 VALORES APROXIMADOS DE SALIDA ENTREGADOS POR ROCLAB.....	68
TABLA 10 ROCA CAJA INGRESADOS EN RS2.....	73
TABLA 11 PARÁMETROS TIPOS DE RELLENO INGRESADOS EN RS2, CASO BASE	73
TABLA 12 PARÁMETROS TIPOS DE PERNO INGRESADOS EN RS2, CASO BASE.....	74
TABLA 13 PARÁMETROS VARIACIONES DE TIPO DE PERNO INGRESADOS EN RS2.....	74
TABLA 14 PARÁMETROS VARIACIONES CARACTERÍSTICAS DEL TIPO DE PERNO INGRESADAS EN RS2.....	75
TABLA 15 PARÁMETROS RELLENO CEMENTADO Y EN PASTA PARA VARIACIÓN EN ENFOQUE RELLENO	75
TABLA 16 ESFUERZO GRAVITACIONAL DE CADA TIPO DE ROCA	76
TABLA 17 PARÁMETROS DE LOS PUNTOS SELECCIONADOS DE LOS ESFUERZOS <i>IN-SITU</i>	91
TABLA 18 DATOS DE TESTIGO 1 (EXTRACTO)	101
TABLA 19 DATOS DE TESTIGO 6 (EXTRACTO)	102
TABLA 20 DATOS DE SENSORES PARA EL TESTIGO V.....	102
.....	102
TABLA 21 VALORES DEL TESTIGO V NECESARIOS PARA EL CÁLCULO DEL COEFICIENTE DE POISSON Y MÓDULO DE YOUNG.	103
TABLA 22 PARÁMETROS GEO MECÁNICOS DE LAS MUESTRAS DE DOLOMITA.....	104
TABLA 23 INFORMACIÓN ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO	105

1. INTRODUCCIÓN

El soporte por pernos y relleno se ha empleado en Polonia a lo largo de los años, sobre todo en la extracción de minerales. La experiencia muestra cómo su uso en roca (en especial en el caso de los pernos) está normalizado en todo el mundo, destacándose en países mineros como Australia, Chile, Canadá, Sudáfrica, Suecia y Estados Unidos.

Para diseñar estos sistemas de soporte, existen guías y/o referencias de construcción dedicados a condiciones de operación extremas, en particular para la minería subterránea de depósitos minerales a mayores profundidades, donde las excavaciones se realizan bajo cargas estáticas y dinámicas importantes. Este tipo de minería se encuentra sujeta a deformación, en donde los pilares se destruyen paulatinamente, seguidos de la separación de bloques de roca del techo u otros síntomas de destrucción del macizo rocoso.

A medida que se profundiza cada vez más en una excavación minera, se hace más relevante el hecho de evitar la fractura de la masa rocosa que rodea la excavación debido a la inducción de esfuerzos producida por los trabajos de explotación. Predecir cuándo la roca se romperá es difícil, por lo cual es necesario llevar a cabo diversos estudios con el fin de analizar su comportamiento y con ello, escoger algún elemento de soporte. Así, es de gran importancia estudiar cómo se dañan estas excavaciones, para proteger la vida humana y tener un entorno de trabajo lo más seguro posible.

Uno de los casos en los que se requiere el uso de pernos de roca en grandes cantidades, acompañado de la aplicación de relleno en las cavidades, es el de la mina de plomo-zinc Olkusz-Pomorzany, una de las más destacadas de Polonia porque es una de las pocas minas de plomo y zinc en todo el país, la única en la región de Silesia-Cracovia, la cual contribuye en gran medida al suministro nacional de estos metales cada año. Operación dentro de la cual se basa el presente trabajo.

1.1 HIPÓTESIS DE TRABAJO

El método de fortificación utilizado en la mina “Olkusz – Pomorzany” para un sistema de explotación de 4 subniveles mediante Room and Pillar y Shortwall Mining ¹, el cual considera el uso de perno de anclaje mecánico y relleno hidráulico, podría no ser la mejor opción.

¹ Shortwall Mining, descrito en página 29.

1.2 OBJETIVOS

En el presente trabajo se han definido los siguientes objetivos:

Objetivo general:

- Proponer el mejor sistema de fortificación para la mina “Olkusz – Pomorzany” que utilice pernos y rellenos. Esta combinación debe considerar la estabilidad geomecánica de las excavaciones.

Objetivos específicos:

- Identificar mediante una exhaustiva revisión bibliográfica las principales características de las diferentes opciones de pernos y relleno.
- Analizar geomecánicamente la combinación de pernos de anclaje mecánico y relleno hidráulico.
- Evaluar las distintas alternativas de pernos para escoger la mejor opción para el macizo rocoso en estudio.
- Evaluar los diferentes tipos de rellenos para determinar la mejor alternativa para el macizo rocoso en estudio.
- Considerar el efecto de modificar la geometría inicial en la secuencia de explotación pensando en futuras expansiones.

2. ANTECEDENTES

2.1 SISTEMA DE SOPORTE EN MINERÍA SUBTERRÁNEA

Al momento de llevar a cabo algún tipo de trabajo sobre un macizo rocoso (ejemplo: realizar una excavación), se produce una pérdida del equilibrio del campo de esfuerzos y se genera un mayor grado de inestabilidad, lo cual origina paredes susceptibles a fuerzas que pueden dirigirse hacia este espacio y producir grietas que se conviertan en desprendimientos de roca o deslizar bloque sobre planos preexistentes, generando así algún tipo de accidente. Es por esto por lo que se debe recurrir a un método de soporte, el cual provee sujeción a la superficie de la masa rocosa de las siguientes maneras:

- Métodos pasivos (rígidos): se instalan elementos estructurales en la superficie, como, por ejemplo, arcos metálicos y/o de madera, mallas o uso de hormigón proyectado (shotcrete). Estos incrementan su resistencia a la carga una vez que el macizo rocoso se encuentra en movimiento.
- Métodos activos (flexibles): se aplican elementos estructurales al interior del macizo rocoso, con lo cual se cambia su comportamiento. Incluye todos los tipos de pernos, los cuales desarrollan una fuerza de refuerzo (frente al movimiento) y la transfieren de vuelta al macizo rocoso.

Otro tipo de clasificación es según el propósito de estabilización del elemento de soporte, el cual puede:

- Soportar: a través de la aplicación de fuerza sobre la superficie de la excavación, se sostiene cargas y/o bloques de roca (ejemplo: arco metálico).
- Reforzar: se busca mantener e incrementar algunos parámetros de la roca gracias a la aplicación de pernos o cables que evitan el deslizamiento y/o separación de bloques de roca.
- Retener: se pretende preservar el grado de confinamiento que tienen algunos fragmentos de roca, evitando su posible caída (ejemplo: malla metálica o shotcrete).

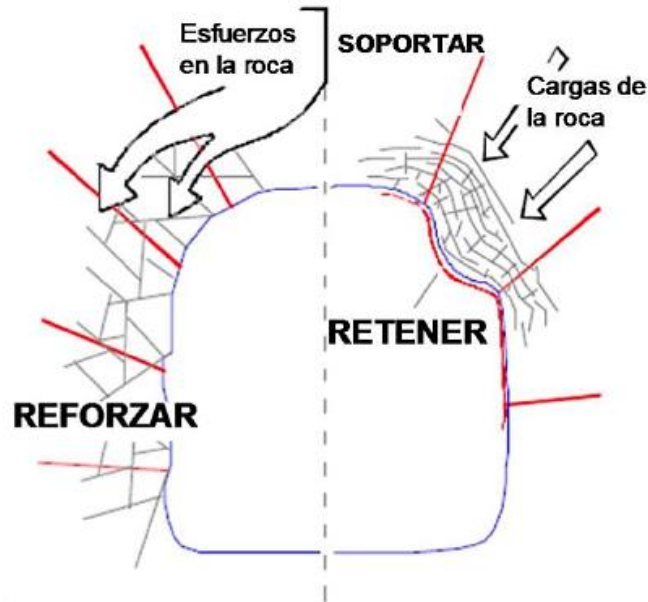


Figura 1 Propósitos de estabilidad para elementos de soporte [1].

De esta forma, se tiene la siguiente clasificación:

Tabla 1 Elementos de soporte según propósito de estabilidad.

Reforzar	Soportar	Retener
Pernos	Arcos, alzaprima	Mallas
Cables	Relleno	Cintas de acero (<i>straps</i>)
		<i>Shotcrete</i>

De las opciones presentadas en la tabla anterior, en el contexto de la minería polaca, los más utilizados son pernos y relleno, los cuales van a ser tratados en detalle a continuación.

2.2 FORTIFICACIÓN CON PERNOS

2.2.1 FUNCIONAMIENTO DE LOS PERNOS

Los pernos se encargan de incrementar la resistencia del macizo rocoso en el que se encuentran instalados fijando cualquier tipo de roca suelta o estrato, anclándola profundamente a la roca madre o mejorando la fricción entre las discontinuidades. Sin embargo, para comprender como actúan, es necesario identificar como se desprenden los bloques de roca.

Cuando se tiene una excavación (por ejemplo, un túnel) existen ciertos riesgos que se deben tener en cuenta, entre ellos, la posibilidad de caída de material por deslizamiento o planchoneo, causado por fracturas y otros planos que presenten debilidad.

Por otro lado, se debe considerar la geometría de la galería, dado a que se tiene una mayor concentración de esfuerzos en las esquinas del túnel (en caso de ser rectangular). Si esta carga supera la resistencia del macizo rocoso, se genera una rotura por corte, lo que conlleva un deslizamiento y dilatación lateral tanto de la roca que se desprende como del macizo en sí.

También se puede tener un deslizamiento mediante los planos de fractura y otras discontinuidades. Por ejemplo, el efecto de la gravedad puede desencadenar un movimiento de bloques en alguna estructura, y con ello la caída de un fragmento de roca (rotura por tensión) como se observa en la Figura 2.



Figura 2 Caída de roca por gravedad.

Una forma de limitar el proceso de deslizamiento de bloques de roca es mediante la instalación de pernos, con los cuales se permite la transferencia de carga desde la zona debilitada hacia el mismo perno y posteriormente hacia la roca más estable, y distante de la excavación, de la siguiente forma [2]:

- *Suspensión o anclaje de bloque:* se fija una capa débil, con pernos, a una capa superior más fuerte.

- *Resistencia a los esfuerzos axiales y de corte:* pernos instalados en un posible plano de falla van a resistir la deformación asociada.

De esta manera, en el perno se genera una carga de anulación que contrarresta, en lo posible, el movimiento. Cabe destacar que, cuanto mayor y más firme sea la unión entre el perno y la masa rocosa, se tiene una mejor transferencia de carga y una mayor resistencia al desplazamiento por corte.

Durante la instalación, un factor a considerar es el tensionado del perno, con lo cual se pretende entregar una anulación axial adicional en la zona de instalación a costa de disminuir su capacidad disponible para resistir la dilatación del techo [3]. Se puede utilizar una llave de impacto o bien una perforadora.

Mientras gira la tuerca, se empuja la placa del perno contra la roca, con lo cual se va tensionando la varilla. Así, la placa presiona activamente las piezas de roca que se encuentran en superficie, las cuales interactúan con otras piezas, generando zonas de interacción que permiten que se considere como un macizo rocoso más estable. Si la varilla pierde tensión, los pernos pierden su eficacia.

2.2.2 PRINCIPIOS DE SOSTENIMIENTO

Los pernos cumplen uno de los siguientes principios de sostenimiento (ver Figura 3) [4]:

- Efecto cuña: en roca masiva o (levemente) fracturada, los pernos se encargan de controlar la estabilidad de bloques y cuñas rocosas que puedan representar un futuro peligro.
- Efecto viga: en roca estratificada sub-horizontal y roca no estratificada con un sistema de fracturas dominantes sub-horizontales, los pernos permiten reducir la deflexión del techo (pandeamiento: curvar un elemento por su centro).
- Efecto columna: se aplica a paredes paralelas a estratos o discontinuidades sub-verticales (fracturas sub paralelas a la labor), minimizando el pandeo de los bloques tabulares.
- Efecto arco: al instalar pernos en forma radial, especialmente en roca fracturada y/o débil, se forma un arco rocoso que trabaja a compresión, el cual da estabilidad a la excavación.

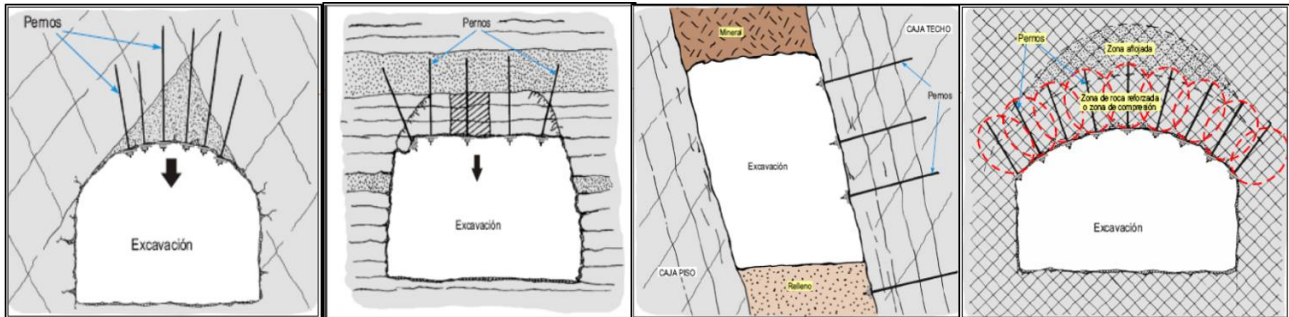


Figura 3 Principios de sostenimiento de pernos (en orden: cuña, viga, columna, arco).

2.2.3 TIPOS DE PERNOS, CABLES Y MATERIALES DE INYECCIÓN

Basado en el mecanismo de acoplado entre el perno y el macizo rocoso y sus funciones, se tiene la siguiente clasificación [5]:

2.2.3.1 PERNOS DE ANCLAJE MECÁNICO

Constan de un eje, una placa frontal, un soporte de expansión cónica (cabeza) y una cuña. Estos últimos son atornillados en el eje del perno y luego el ensamblaje completo se introduce en la perforación. Al rotar el extremo del perno, se fuerza al soporte a expandirse contra el macizo rocoso e incrementa la fuerza de anclaje. Ésta depende de la fricción y las fuerzas de enclavamiento entre ellos (ver Figura 4).

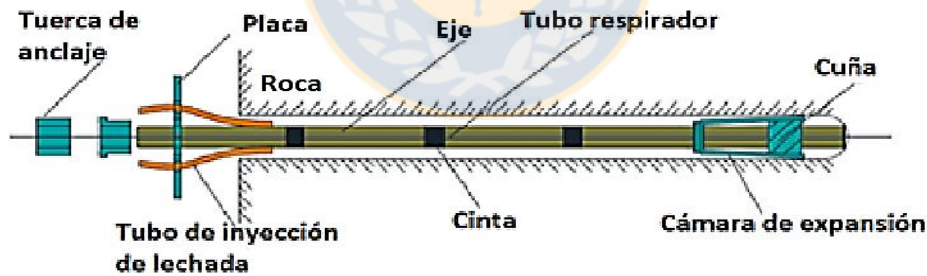


Figura 4 Componentes de un perno de anclaje mecánico con cabeza de expansión.

Para un funcionamiento idóneo, se debe tensionar, dado que le brinda una capacidad de reserva en caso de inducirse una carga adicional por desplazamiento del macizo rocoso. Estos pernos poseen un mal rendimiento en roca blanda dado la deformación y ruptura de las hojas de la cabeza de expansión.

- Ventajas: poseen un bajo costo y una rápida instalación.

- Desventajas: en ambientes corrosivos requieren resina. Se debe suministrar el grado de torsión adecuado para garantizar el alcance de una carga adecuada. Además, pueden perder toda su capacidad de carga si el perno se rompe o bien ocurre un deslizamiento.

2.2.3.2 PERNOS DE FRICCIÓN

Trabajan debido a la resistencia a la fricción generada a partir de la interfaz perno/roca a lo largo de toda la longitud del perno. Según el modo de operación, se pueden agrupar en dos tipos: Swellex y Split Set (ver Figura 5).

- *Swellex*: consiste en un tubo doblado durante el proceso de manufactura para crear una unidad con un diámetro menor. Cuando se coloca el perno en el pozo, se expande con una alta presión hidráulica, lo que produce un contacto friccional estrecho y un entrelazado mecánico en la interfaz perno/roca.
- *Split Set*: Consiste en un tubo de acero de alta resistencia, ranurado, hueco, y una placa. El perno, de mayor diámetro que el pozo, es empujado hacia el interior del pozo. Por lo cual, se crea una fuerza radial a raíz de la compresión del tubo y se genera un contacto friccional estrecho en la interfaz perno/roca. Son relativamente caros, en comparación con los de anclaje mecánico.

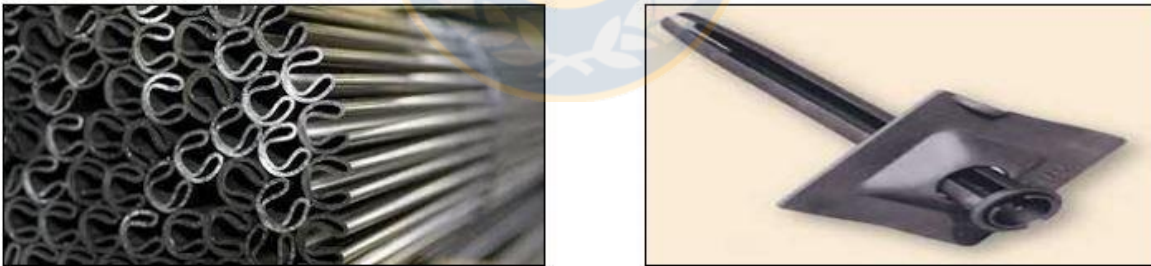


Figura 5 Pernos de fricción (izquierda: Swellex, derecha: Split Set).

- Ventajas: simplicidad, soporte inmediato. Además, se pueden acomodar a una gran deformación de roca.
- Desventajas: su capacidad de carga es baja, en general. Están directamente expuestos a ambientes agresivos, por lo que no se pueden usar a largo plazo en entornos corrosivos.

2.2.3.3 PERNOS INYECTADOS

Bajo el principio de unir todo el perno al macizo rocoso mediante resina o cemento, suelen estar compuestos por una barra de refuerzo, una placa frontal de anclaje y un material de unión. La superficie de la barra generalmente posee un perfil deformado o acanalado, con el objetivo de mejorar la eficiencia de unión entre la barra y el agente de unión.

2.2.3.3.1 PERNOS DE VARILLA DE HIERRO INYECTADOS CON RESINA

Se instalan dos cartuchos (con resina y catalizador separados) en la perforación del perno y luego se rota el eje del perno dentro de éstos, mezclando los componentes. El cartucho de ajuste rápido se ubica al final del pozo y el de ajuste lento, a continuación de éste (ver Figura 6a).



Figura 6a Perno de varilla inyectado con resina.

- Ventaja: evita la corrosión de los pernos expuestos a ambientes agresivos (ejemplo: agua con pH ácido). Mayor capacidad de carga y se adhiere al macizo a lo largo de todo el perno.
- Desventaja: En roca arcillosa y débil o altamente fracturada, se dificulta la buena vinculación entre el perno y el macizo rocoso. Alto costo y tiene un mayor tiempo de instalación.

2.2.3.3.2 PERNOS DE VARILLA DE HIERRO INYECTADOS CON CEMENTO

Emplear cemento es una manera tradicional y económica de proporcionar enlace a lo largo de todo el perno. Cuando este es instalado, se bombea cemento a través de un agujero en su centro o un tubo plástico junto a la barra (ver Figura 6b).

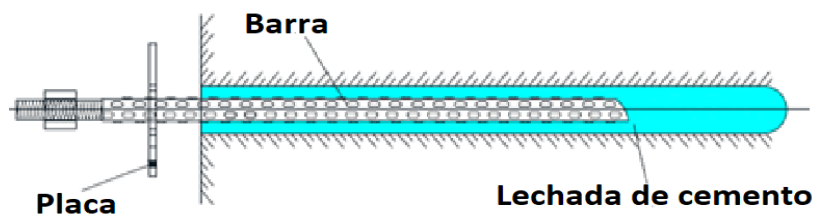


Figura 6b Perno de varilla inyectado con cemento.

- **Ventaja:** Son muy eficientes al momento de trabajar sobre un estrato débil o fracturado.
- **Desventajas:** la contracción del cemento (una vez seco) reduce la fuerza de unión. También, tiene un tiempo de fraguado más largo.

Cabe destacar, respecto a los materiales de inyección, que existen dos formatos: cartuchos e inyecciones [2].

- **Inyección de cemento bombeado:** conocida también como inyección de lechada, otorga una mejor penetración en el macizo. Posee un menor costo, pero su eficiencia se ve alterada al añadir agua en exceso en la preparación de la mezcla.
- **Cartuchos de cemento:** son más económicos y simples de utilizar (ver Figura 7). Sin embargo, están limitados por su relativamente baja resistencia a la compresión y su tiempo de fraguado. Se emplean en yacimientos de roca maciza (estrato abierto por más tiempo).
- **Cartuchos de resina:** es posible cambiar el tiempo de acción y su tamaño (según los requerimientos). Se pueden emplear diferentes tamaños en un mismo taladro (ver Figura 7).
- **Resinas bombeadas (poliuretano, epoxídicas, poliéster):** se suelen usar junto a pernos auto perforantes y actualmente se emplean para cimentar el suelo friable y roto.



Figura 7 Tipos de cartuchos (resina: izquierda, cemento: derecha)

2.2.3.4 PERNOS AUTOPERFORANTES

Consisten en una barra roscada en sentido izquierdo, la cual posee una perforación central que permite el paso de aire o agua de barrido, y también sirve para inyectar lechadas o resinas (ver Figura 8). Es posible prologarlos gracias al uso de una copla y se emplean distintos tipos de bits, según el tipo de roca, para su perforación e instalación.

Están diseñado para ser utilizados en terrenos poco cohesivos o consolidados, como es el caso de arenas, rellenos inconsistentes o algún tipo de roca medianamente competente.



Figura 8 Perno autoperforante.

- Ventajas: Poseen una alta resistencia al corte, se tiene la perforación e instalación simultáneamente, entrega una capacidad de carga inmediata tras su instalación.
- Desventaja: a largo plazo, no posee una protección contra la corrosión.

2.2.3.5 PERNOS INSTRUMENTADOS

Están compuestos por medidores de tensión distribuidos en toda su extensión, los cuales monitorean la fuerza axial y la distribución de tensión. Suelen estar constituidos por una barra, medidores de tensión espaciados y una unidad de lectura para las mediciones (ver Figura 9). Se instalan de forma homóloga a los otros tipos de pernos. Poseen un rol de gran importancia dado que suministran información de advertencia a los trabajadores frente a un colapso inminente.

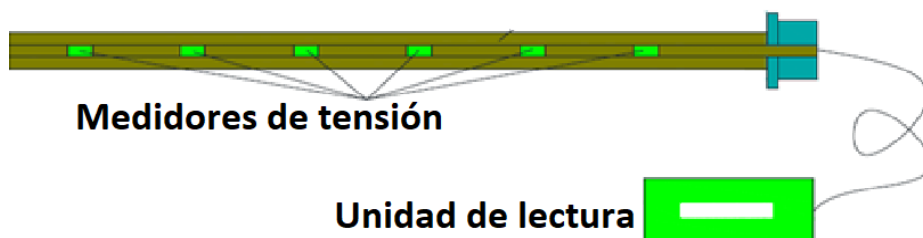


Figura 9 Ejemplo de perno instrumentado.

2.2.3.6 PERNOS INTELIGENTES

Propuesto por “Lulea University of Technology” en Suecia en el año 2015. Consisten en un perno tradicional equipado con un medidor de tensión, acelerómetro, un módulo de procesamiento y un módulo de comunicación inalámbrica (ver Figura 10). Se conectan a internet y poseen dirección IP, lo que permite el intercambio real de información. Son capaces de monitorear continua y simultáneamente la tensión y vibración del perno.

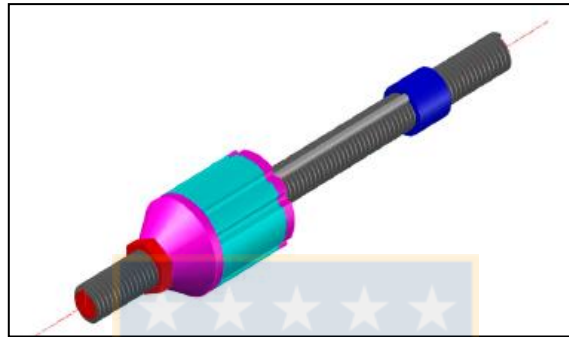


Figura 10 Perno inteligente (imagen referencial).

Debido a su seguimiento en tiempo real, puede detectar cambios en la actividad sísmica (carga dinámica) y cargas estáticas (ejemplo: peso del macizo rocoso), por lo que emite señales ópticas y alarmas inalámbricas en sistemas de control de la mina.

2.2.3.7 PERNOS DE CABLE

Son pernos flexibles compuestos por un conjunto de alambres de acero, unidos a una hebra principal, los cuales son instalados con lechada en una perforación (ver Figura 11). Dependiendo de las características solicitadas, se pueden tener diversas configuraciones o arreglos de los alambres. Cabe destacar que la capacidad de este tipo de perno se transfiere al macizo rocoso mediante la lechada.



Figura 11 Ejemplo de perno de cable.

- Ventajas: flexibilidad, alta resistencia y bajo peso lineal.
- Desventajas: son necesarios varios días (tiempo de curado) antes que los cables puedan trabajar a capacidad completa. Además, mantener la calidad de la pasta de cemento se puede convertir en un gran problema.

2.3 METODOLOGÍAS PARA ESCOGER EL TIPO DE SOPORTE (PERNO)

Dada la dificultad vinculada a la naturaleza, tensiones de la roca y geometría de excavaciones, existen una serie de métodos de diseño utilizados para definir el patrón de pernos a emplear. Para ello se deben tener en cuenta los parámetros claves a considerar y luego seleccionar la técnica adecuada.

2.3.1 PARÁMETROS A CONSIDERAR PARA LA ELECCIÓN DEL TIPO DE PERNO

Para poder establecer el sistema de pernos a utilizar se deben analizar, entre otros factores, el macizo rocoso y el campo de esfuerzos asociado [2]. Es por esto por lo que se mencionan una serie de parámetros a tener en cuenta.

2.3.1.1 PARÁMETROS DEL MATERIAL ROCOSO

- Tipo de roca: se especifica a través de un análisis geológico del sector, apoyado por un estudio de testigos de roca en laboratorio. Existen pernos que poseen un mejor rendimiento en rocas más competentes (ejemplo: perno de anclaje mecánico).
- Resistencia mecánica de la roca: entendido como la capacidad de un material a soportar tensión sin que se desarrollen grietas considerables, se suele determinar mediante un ensayo de compresión uniaxial (UCS), calculando, además, su ángulo de fricción. Estos parámetros (geotécnicos), a modo de orientación, permiten estudiar las características del tipo de perno más adecuado (por ejemplo: perno de varilla de superficie rugosa inyectado con resina para mayor contacto en roca fracturada).
- Características estructurales: es de gran relevancia efectuar una investigación geológica asociada a fallas, planos de estratificación y fracturas, con el objetivo de establecer la orientación y espaciamiento de discontinuidades. Junto a ello, se debe estudiar la superficie

de la roca, dado a que influye en la adhesión del perno (en el caso de utilizar resina o cemento).

2.3.1.2 PARÁMETROS DEL CAMPO DE ESFUERZOS DE LA ROCA

- Magnitud de esfuerzos: mediante los esfuerzos principales in situ se puede obtener su distribución alrededor de una cavidad. Así, según la profundidad, es posible tener un determinado comportamiento del macizo rocoso (ejemplo: cambio de geometría dado una concentración de esfuerzos altos compresivos y bajos de tracción, lo que implica una excavación de menor altura y mayor ancho).
- Geometría de la excavación: la forma y el tamaño de la cavidad son algunos de los factores que más alteran el campo de esfuerzos. Por lo tanto, según las medidas empleadas, se debe generar un soporte adecuado frente a la distribución de los esfuerzos inducidos alrededor de la excavación.
- Interacción de las excavaciones adyacentes: una excavación puede influenciar el campo de esfuerzos alrededor de otra excavación contigua (esfuerzos inducidos), generando una concentración que puede afectar labores sobre o bajo ella.

Mezclando estos tres conceptos, se debe analizar el campo de esfuerzo presente, lo cual influye en las características del perno (ejemplo: aumentar el pretensado del mismo para soportar una mayor carga, motivar espaciamiento).

2.3.1.3 COMPONENTES EXTRAS A TENER EN CUENTA

- Influencia del método de explotación: si se trabaja con un método que requiere un avance con tronadura, ésta puede afectar la superficie de las paredes de la excavación y el campo de esfuerzos vinculado, lo que requerirá soporte adicional. Por ejemplo, se puede utilizar un perno de mayor longitud para alcanzar roca intacta.
- Presencia de agua subterránea: suaviza fracturas, disminuye la resistencia de rocas porosas y puede corroer pernos según su pH, lo cual limita la selección del mismo.

- Factibilidad del refuerzo de la roca [6]: se debe emplear pernos cuando se tiene una roca competente. En cambio, si se tiene roca muy fracturada, grandes tensiones in situ, grandes caudales de agua, la efectividad del anclaje se ve reducida, y se debe considerar otro mecanismo de soporte independiente o complementario al uso de pernos.
- Cargas dinámicas (ejemplo: sismos): se debe estudiar y considerar el pretensado de pernos, lo cual le brinda una capacidad extra de soporte frente algún evento imprevisto. De no ser así, existe la posibilidad que el perno alcance su capacidad máxima de tensión y pueda fallar.

2.3.2 TÉCNICAS DE DISEÑO

2.3.2.1 DISEÑO OBSERVACIONAL

Se complementa un proyecto inicial, mediante el uso de información disponible, y se modifica mientras se construye (a partir de datos obtenidos de parámetros clave de observación). Es posible utilizarlo cuando la deformación de los estratos es relativamente lenta y los sistemas de la mina permiten aplicar un soporte adicional sin alterar notoriamente la producción.

2.3.2.2 TÉCNICAS EMPÍRICAS

Reúnen todas las “reglas generales” obtenidas de la experiencia, las cuales permitieron la creación de guías de diseño dependiendo del tipo de excavación y las características del macizo rocoso. A pesar de ser simplistas, se deben aplicar con precaución. Entre las más utilizadas se encuentra la metodología de Laubscher, el sistema “Q” de Barton y la metodología de Deere:

- Como antecedente, el método Rock Mass Rating (RMR) [7] permite vincular índices de calidad con parámetros geotécnicos del macizo rocoso, criterios de excavación y sostenimiento. Requiere como parámetros de entrada: resistencia a la compresión uniaxial (UCS), Rock Quality Designation (RQD), separación entre discontinuidades, estado de discontinuidades, condición de aguas subterráneas y orientación de las discontinuidades.
- Cada parámetro se evalúa en base a tablas asociadas a cada característica y luego se suma todo el puntaje, obteniendo un valor entre uno y 100. De esta manera, se determina la clase y calidad del macizo rocoso.

- Cabe destacar que se desarrolló un nuevo factor (Rock bolt supporting factor), basado en el RMR, para determinar el efecto de los pernos (y otros soportes) en el macizo rocoso [6].

1. **Metodología de Laubscher** [8]: basado en los valores de RMR y MRMR, recomienda el tipo de fortificación adecuada a las condiciones del macizo rocoso mediante la siguiente Figura:

MRMR	RMR									
	1A	1B	2A	2B	3A	3B	4A	4B	5A	5B
	← Rock reinforcement—plastic deformation →									
1A										
1B										
2A										
2B	a	a								
3A	b	b	a	a						
3B	b	b	b	b	b	c				
4A	r	r	c	c	c	d	d			
4B				d	e	f	f	c+1		
5A					f/p	h+f/p	h+f/1	h+f/1		
5B						h+f/p	f/p	t	t	

Rock reinforcement

- a Local bolting at joint intersections
- b Bolts at 1 m spacing
- c b and straps and mesh if rock is finely jointed
- d b and mesh/steel-fibre reinforced shotcrete bolts as lateral restraint
- e d and straps in contact with or shotcreted in
- f e and cable bolts as reinforcing and lateral restraint
- g f and pinning
- h Spilling
- i Grouting

Rigid lining

- j Timber
- k Rigid steel sets
- l Massive concrete
- m k and concrete
- n Structurally reinforced concrete

} Low deformation

Yielding lining, repair technique, high deformation

- o Yielding steel arches
- p Yielding steel arches set in concrete or shotcrete

Fill

- q Fill

Spalling control

- r Bolts and rope-laced mesh

Rock replacement

- s Rock replaced by stronger material
- t Development avoided if possible

Figura 12 Clasificación basada en RMR y MRMR, junto a las categorías [8]

Una vez determinado el tipo de soporte, es posible determinar el largo del perno de anclaje a través de la ecuación (1):

$$L = 1 + 0.33 \cdot B \cdot F \tag{1}$$

Donde

L , es el largo del perno de anclaje en m.

B , es la luz de la labor minera en m.

F , factor empírico en función de la calidad geomecánica del macizo rocoso (ver Tabla 2).

Tabla 2 Factor empírico F según MRMR obtenido.

MRMR	0-20	21-30	31-40	41-50	51-60	>60
F	1.3	1.2	1.15	1.1	1.05	1

2. **La clasificación Q** [7] fue desarrollada por Barton, Lunde y Lien basada en la estabilidad de distintos túneles canadienses, con lo cual establecieron una metodología para evaluar el sostenimiento de éstos mediante pernos, shotcrete (junto a diversas combinaciones y características, ver Figura 13). De esta forma, es posible determinar parámetros geotécnicos del macizo rocoso, a través del sistema de clasificación Q de Barton, y diseñar el sistema de soporte más adecuado a sus características (ver explicación de cálculo en anexo A).

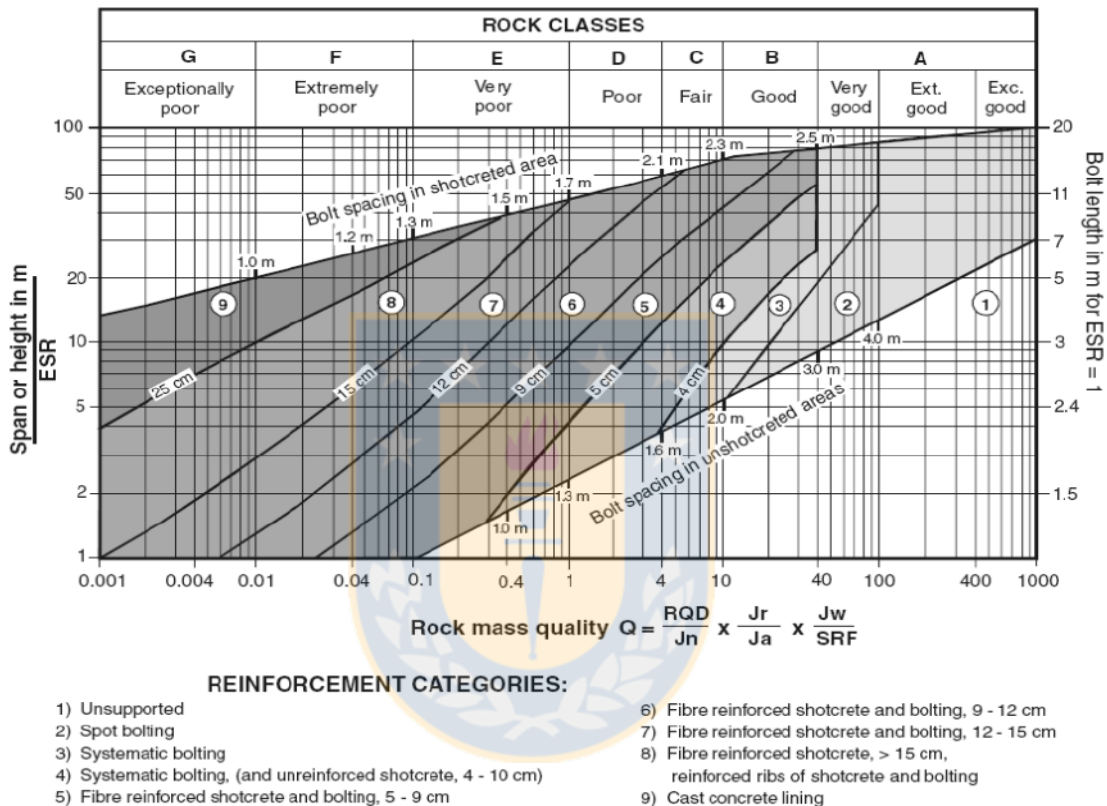


Figura 13 Q de Barton (gráfico junto a recomendaciones de soporte)* [7].

* Span: vano sin sostenimiento

3. **Metodología de Deere** [9]: junto a otros autores (1967,1969), han desarrollado guías de soporte de túneles, para diferentes métodos de excavación, basadas en RQD. Estas recomendaciones tienen limitaciones debido al alcance restringido de este indicador de calidad de macizo rocoso. Como una medida de integridad estructural, RQD puede ser una herramienta conveniente para el diseño preliminar. Para tramos de túnel de 6 a 12 m, Deere et al. (1969) propuso la relación aproximada:

$$S = 0.02 \cdot RQD$$

(2)

Donde

S , es el espaciamiento entre pernos en m.

RQD , es el índice Rock Quality Designation en %.

Esta relación implica que los pernos de cable, como soporte primario de túneles > 5 m. de ancho, deberían ser económicamente factible para valores de RQD superiores al 70% si se toma 1.4 m como el espaciado mínimo práctico del cable. Un patrón de pernos de anclaje mecánico y una malla más apretada se recomiendan debajo de este valor. Shotcrete se convierte en una opción de soporte competitivo por debajo de $RQD = 60\%$.

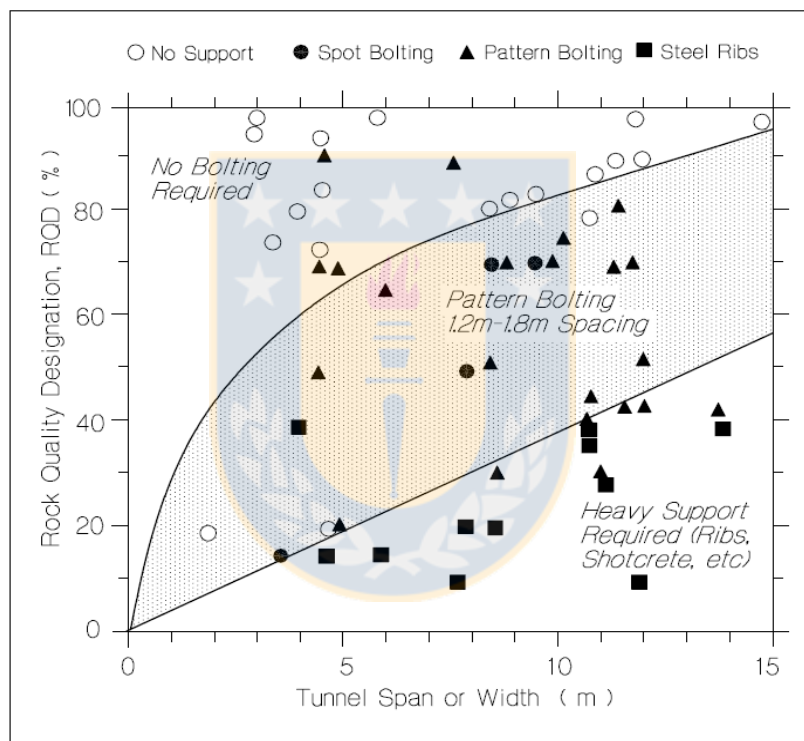


Figura 14 Pauta de soporte y estabilidad basada en RQD [8].

	Laubscher	Barton	Deere
Considera	RMR y MRMR	Índice Q (se involucra RQD)	RQD
Define	Largo del perno	Largo y espaciamento del perno	Espaciamento del perno
Característica	Diseñado para túneles	Válido para ESR=1	Diseñado para túneles

Tabla 3 Resumen técnicas empíricas

2.3.2.3 TÉCNICAS ANALÍTICAS

La base de esta metodología es el análisis de esfuerzos y deformaciones a través de los fundamentos de elasticidad, bajo el supuesto que el comportamiento de la roca es elástico hasta alcanzar un esfuerzo determinado y volverse plástico.

El método más utilizado para el estudio analítico es el método de líneas características. Esto representa la variación de los esfuerzos en un punto en relación con la deformación sufrida por el macizo rocoso. Estos gráficos se realizan con el esfuerzo natural de la masa rocosa (eje y) y la deformación sufrida por ella (eje x), cuando se realiza una excavación (ver Figura 15).

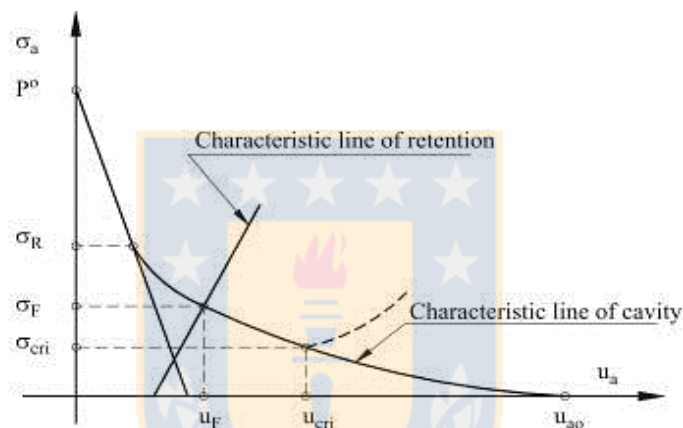


Figura 15 Líneas características (macizo y soporte) [10].

En caso de trabajar en un ambiente elástico, las líneas características serán una línea recta, y en el caso de trabajar en uno plástico, la línea sería curva. Así, el entorno será elástico hasta alcanzar un esfuerzo determinado donde no sea capaz de soportar una redistribución de esfuerzos, luego se convierte en un comportamiento plástico. En ese caso, la línea pasará de la línea recta a una curva. Posteriormente al reajuste de esfuerzos, puede alcanzar el equilibrio o el colapso.

Además del macizo rocoso, el soporte también tiene su propia línea característica, suele representarse mediante una línea recta, y cuando ambas líneas se cruzan en un punto, es el punto de equilibrio donde el esfuerzo es la carga mínima de la excavación sujeta por el soporte, estabilizándola (con dicho punto de equilibrio se tiene una referencia respecto a la capacidad de carga del sistema de soporte a escoger).

Para analizar la Figura 15 y determinar la carga del estrato (entorno de la faena minera), se debe conocer:

- Estado de esfuerzos del macizo rocoso.
- Propiedades mecánicas del mismo.
- Rigidez y deformabilidad del soporte.
- Procedimiento constructivo.

Por lo tanto, para aplicar este método es necesario determinar:

- Línea característica del material rocoso.
- Línea característica del soporte (en este caso, del perno).
- Perfil longitudinal de la deformación del frente de excavación subterránea.

Sin embargo, en este método no está claro qué tratamiento dar al *shotcrete* (que está fresco cuando se coloca y aumenta progresivamente su resistencia) o a la combinación de varios elementos de soporte con diferente rigidez. Como se ha presentado, tiene una serie de limitaciones que lo hacen tener una aplicabilidad restringida en el diseño de soportes.

2.3.2.4 MODELAMIENTO NUMÉRICO

Se busca simular el macizo rocoso y su comportamiento frente a determinadas cargas y el efecto asociado al método de soporte. Gracias a diferentes herramientas computacionales (como UNWEDGE, RS2, FLAC, ADINA o Examine, por mencionar algunos) se pueden analizar determinados tipos de rocas con métodos específicos, por ejemplo:

- En el caso de rocas duras bien articuladas, la metodología de elementos discretos (simula el comportamiento mecánico de un medio formado por un conjunto de partículas las cuales interactúan entre sí a través de sus puntos de contacto) [11] permite simular ensamblajes de bloques. O bien, se puede utilizar el método de elementos finitos (dividir un problema en una gran cantidad de subdominios no intersectantes, representando pequeños problemas más fáciles de resolver) [12].
- Para rocas más débiles, generalmente se escoge la metodología de diferencia finita explícita (aproximación de derivadas parciales por expresiones algebraicas con valores de la variable dependiente en un limitado número de puntos seleccionados) [13] ya que se puede simular un gran desplazamiento y el comportamiento no elástico más fácilmente.

Tabla 4 Resumen programas de modelamiento numérico.

	UnWEDGE	RS2	FLAC	ADINA
Método	Equilibrio límite	Elementos finitos	Diferencia explícita de elementos finitos	Elementos finitos
Característica	Determina estabilidad de cuñas y modela la influencia de elementos de refuerzo en su estabilidad	Modela y analiza excavaciones. Permite aplicar métodos de soporte como pernos o shotcrete	Análisis avanzado de roca, soporte y agua subterránea en 2D	Resuelve problemas estructurales, de transferencia de calor, electromagnéticos y de fluidos.

Además, para optimizar el diseño de sistema de soporte con pernos, se pueden analizar y modificar los siguientes parámetros:

- Propiedades del material de anclaje: en cuanto al medio de consolidación (*grouting*), puede ser resina o lechada de cemento (explicado en sección 2.2.3.3.2).
- Longitud del perno: desde 0.5 metros hasta varios metros, lo cual va a estar limitado por aspectos operacionales. Además, una unión más resistente permite un perno más pequeño.
- Corona anular del perno, perfil del perno y estado de la pared del pozo: estos tres elementos (minimizar la distancia entre el perno y el diámetro de perforación, sección redonda regular y marcas del pozo) pueden incrementar la resistencia de la unión entre el perno y el pozo (al tener una mejor adherencia)..
- Diámetro del perno: según la resistencia del perno y la anchura de la corona anular, se puede optar por un mayor diámetro (soporta más carga y puede reducir el número de pernos).
- Densidad del anclaje: entendido como el número de pernos instalados por área de superficie, está influenciada por la necesidad de vincular discontinuidades con bloques en posición.

- Orientación del perno: depende de las zonas a reforzar y la intersección de planos discontinuos. En caso de ser una cavidad curva, se instalan radialmente.
- Tensión del perno: con la idea de mejorar la eficacia del perno con resina, permite cerrar cualquier discontinuidad (al presionar la placa del perno contra el macizo rocoso).

2.4 MODOS DE FALLA DE PERNOS Y LECHADA

Dadas las condiciones del macizo rocoso, se puede producir uno de los siguientes modos de fallas [14,15]:

- Modo de falla de sistema de dos fases.
- Modo de falla de pernos de cable.
- Falla de corte interfacial del perno.
- Fractura por agrietamiento causado por corrosión bajo tensión.

2.4.1 MODO DE FALLA DE SISTEMA DE DOS FASES

Cuando se tiene un sistema perno-lechada de cemento, se observa que puede ocurrir un desliz y se altera el enlace entre ambas fases, dado por: la nervadura del perno rompe el concreto al actuar como cuña o la nervadura puede triturar el concreto. Así, al producirse un desplazamiento axial, se desarrollan grietas transversales y longitudinales en la lechada de cemento [14].

También se puede generar un quebrado primario (ejemplo: una viga de hormigón se rompe en columnas pequeñas) junto al desarrollo de grietas radiales, las cuales se originan al extraer un perno. Con ello, se concentran esfuerzos en la interfaz, lo que da inicio a la separación de las fases y se desarrollan dos tipos de fisuras: en forma de cono y grietas divisorias longitudinales [14].

2.4.2 MODO DE FALLA DE PERNOS DE CABLE

Al trabajar con pernos de cable y cemento, se pueden presentar dos modos de falla:

- División radial inducida por una presión generada por la acción de una cuña (mayor a la tensión circunferencial del anillo de concreto). Se produce a un bajo confinamiento
- Corte del cable, lo cual incluye trituración del concreto (que lleva a extraer el perno por una superficie friccional). Se produce a un alto confinamiento [14].

2.4.3 FALLA DE CORTE INTERFACIAL DEL PERNO

El corte se puede dar a lo largo de una de las superficies de debilidad del sistema (interfaz lechada-roca o lechada-perno) de la siguiente forma:

- Falla en la interfaz lechada-perno: ocurre en barras con superficie lisa y barras deformadas instaladas en un pozo grande.
- Falla en la interfaz lechada-roca: sucede en barras deformadas instaladas en pozos de menor diámetro.
- Falla por división de lechada y anillo de roca [14].

2.4.4 FRACTURA POR AGRIETAMIENTO CAUSADO POR CORROSIÓN BAJO TENSIÓN (SCC)

Al utilizar pernos de acero como método de refuerzo, es necesario considerar la presencia de agua subterránea, ya que según su composición, flujo, pH, temperatura y contenido de CO₂, entre otros factores, puede producir la corrosión del mismo. Así, dentro de los tipos de corrosión [15], el más agresivo es “picadura”, en el cual se generan huecos en la superficie del perno. Y considerando la influencia de estos, se pueden producir fracturas.

Este mecanismo de fractura (Stress Corrosion Cracking, SCC en inglés) se caracteriza por la presencia de tres clases de superficies distintas [16]:

- Tearing Topography Surface (TTS, patrón de cresta con un espaciamiento menor al de la perlita).
- Corrugated Irregular Surface (CIS, superficie irregular y porosa unida por pendientes abruptas).
- Micro Void Coalescence (MVC, más plano y regular).

En SCC, el hidrógeno se difunde en el material, con lo cual alcanza un nivel de concentración crítico. Luego, el material quebradizo permite que se propague una grieta por la región frágil. Después, esta fisura se suspende al propagarse fuera de la región frágil. Una vez formada la nueva grieta, las reacciones de corrosión producen más hidrógeno que se propaga por el acero otra vez.

2.5 MONITOREO DE PERNOS

Con el desarrollo de diversas tecnologías que puedan contribuir al análisis visual de pernos, se han creado dos tipos de sensores inteligentes [5]:

- Sensor Piezoeléctrico: es aquel que puede convertir energía mecánica en eléctrica (y viceversa). De tal forma que, al ser mecánicamente deformado, cambia su geometría y se genera una carga eléctrica. Tanto las cerámicas piezoeléctricas (PZT) [17] como los polímeros piezoeléctricos (PVDF) y compuestos poliméricos relacionados tienen esta propiedad. Lo cual permite el desarrollo de técnicas de prueba no destructivas, como, por ejemplo, Ondas de Lamb, impedancia electro-mecánica, ondas guiadas de ultrasonido y emisiones acústicas.
- Sensor de fibra óptica: utiliza como elemento sensor a la fibra óptica o a la luz que viaja por ella [18]. Conocidas las propiedades de la luz, éstas se pueden ver alteradas debido a perturbaciones externas como, por ejemplo, presión, temperatura o tensión, las cuales son transformadas en variaciones de las propiedades ópticas (intensidad, fase, largo de onda, frecuencia y polarización). Son de tamaño reducido, muy sensibles, resistentes a la corrosión y no se ven afectados por interferencia electromagnética. Los más conocidos son Fibra Bragg Grating (FBG) y Reflectómetro óptico Brillouin del dominio del tiempo (BOTDR).

Si se emplean en conjunto, es posible llevar a cabo un estudio en detalle de las condiciones de los pernos, lo cual incluye analizar la (pre) carga, la corrosión, la calidad de la lechada, la delaminación de la lechada, el corte de pernos, entre otros elementos.

- Monitoreo de la carga: se debe estudiar la (pre) carga aplicada al perno [19], el desplazamiento de la cabeza del perno y la distribución de carga a lo largo de la longitud anclada. Para esto, existen dos opciones: emplear técnicas tradicionales, como, por ejemplo, sistemas de alambres vibrantes [20] o bien utilizar sensores de fibra óptica (entre ellos, sensor FBG incrustado en pernos de fibra de vidrio reforzada).
- Monitoreo de la corrosión: entendido como una alteración física por una reacción química en un ambiente corrosivo, este proceso produce una reducción de las propiedades mecánicas del material (disminución de la capacidad de carga [15] y expectativa de vida de los pernos). Por lo tanto, junto a lo explicado en la sección 2.4.4, se crean métodos (ejemplo: *Stress Wave*

Reflection by Using a Giant Magnetostrictive (GMS) Actuator and a PZT Sensor) que permitan estudiar la condición y estado del perno en ambientes corrosivos [21].

- Prueba de la calidad de la lechada: debido a que la fuerza de anclaje está dada por la calidad de la lechada, es esencial corroborar el correcto funcionamiento de esta. Así, las pruebas tradicionales (ejemplo: *pull out test*, ensayo en el que se mide la fuerza requerida para extraer algún objeto, como un perno, del material adhesivo con el que se instaló, el cual puede ser algún tipo de pegamento o lechada de cemento) se consideran destructivas y requieren mucho tiempo. Por lo tanto, el uso de ondas de ultrasonido guiadas se convierte en la opción más atractiva a la hora de enfrentar esta situación.
- Monitoreo de la delaminación de la lechada: si se presenta una delaminación entre el perno y la lechada, significa que hay una condición débil de enlace entre ellos, lo cual puede generar un accidente en el futuro. Es por esto que, junto a la prueba de calidad de la lechada, el uso de ondas ultrasónicas guiadas permite estudiar el estado de ésta al comparar un patrón de ondas establecido con el resultante del estudio sobre el perno con delaminación (mayor amplitud de onda al aumentar el porcentaje de delaminación).

También se han inventado diversas técnicas para poder analizar la integridad del perno en cuanto a su longitud [22-24] o bien si es que sufre algún corte que no es posible apreciar a simple inspección [25,26].

2.6 FORTIFICACIÓN CON RELLENO

En minería subterránea, cuando es viable, se puede recurrir al relleno como un tipo de fortificación. Este puede cumplir diferentes objetivos dependiendo del tipo de método de explotación utilizado y las necesidades de la mina, a continuación, se detallan los métodos subterráneos que pueden llegar a utilizar relleno.

2.6.1 MÉTODOS SUBTERRÁNEOS QUE USAN RELLENO

En minería subterránea se generan una gran cantidad de excavaciones, las cuales, dependiendo de las condiciones de esfuerzos, deben ser rellenadas con un material que permita cumplir ciertos objetivos de estabilidad, económicos y ambientales, como por ejemplo [27]:

- Mejorar la estabilidad de las labores subterráneas.
- Aumentar la recuperación.
- Disminuir la cantidad de estéril en la superficie (objetivo ambiental).

En operaciones donde el relleno es crítico para el método de explotación utilizado se pueden producir problemas en el retraso de la producción en caso de que el sistema de relleno falle o se retrase. Además, el uso de una mala calidad del tipo de relleno tiene como consecuencias la dilución y pérdidas de estructuras de fortificación lo que puede generar pérdidas económicas considerables y problemas de seguridad relacionados a la operación de la mina [28].

Otro aspecto importante enfocado en la seguridad y medio ambiente es la prevención de la subsidencia, este problema en Chile no tiene gran relevancia ya que los procedimientos mineros son realizados generalmente lejos de las comunidades. Sin embargo, en otros lugares del mundo, como por ejemplo en la explotación del carbón en Polonia o China, esto es una complicación bastante importante debido a que la subsidencia genera daños en las construcciones e incluso afecta al contenido de nutrientes del suelo [29].

El relleno se utiliza en gran variedad de minería subterránea tanto metálicas como no metálicas. De esta forma, en algunos métodos de la minería metálica es común el uso de un material de relleno que ocupe los espacios vacíos generados por la actividad minera como puede ser Cut and Fill, Sublevel Stopping y Bench and Fill. Por otro lado, en los últimos años de la minería no metálica, específicamente la del carbón, cada vez más operaciones utilizan relleno para evitar la subsidencia del techo debido a la baja calidad de la roca caja, esto permite que yacimientos ubicados bajo edificios, líneas férreas y cuerpos de agua puedan ser explotados sin afectar el funcionamiento de estos [30]. Los principales métodos mineros que utilizan relleno en la minería se detallan a continuación.

2.6.1.1 LONGWALL MINING (FRENTE LARGO)

El método de Longwall Mining o frente largo, consiste en la explotación de un manto de grandes dimensiones de altura generalmente entre 1-4 metros, donde la extracción se realiza idealmente sobre toda la potencia del manto desde una dirección principal que tiene un largo de hasta 200 metros, este procedimiento se ayuda de un equipo desplazable llamado cortador o esquilador, que a medida que ocurre la explotación avanza provocando el derrumbe controlado del techo (ver Figura 16).

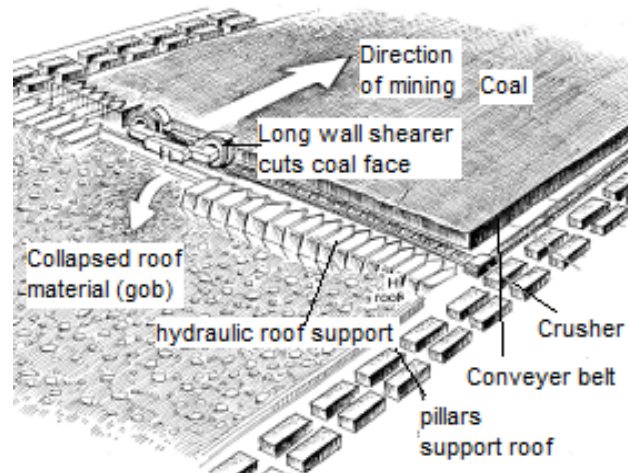


Figura 16 Proceso de Longwall Mining [31].

Este derrumbe del techo provoca subsidencia en la superficie pudiendo afectar a poblaciones o estructuras civiles, provocando en algunos casos la prohibición de la actividad minera en esa zona, por lo tanto, el uso de relleno aparece como una opción viable para evitar subsidencia y potenciales problemas hacia las comunidades. Por otro lado, en el caso de un techo con roca competente se presentan otras dificultades: con el continuo avance del frente de extracción se incrementan los espacios vacíos y el área del techo sostenida, la resistencia del techo eventualmente cede y esto se traduce en una gran liberación de energía pudiendo causar estallidos de aire, estallidos de roca, daños a los equipos, retraso en la operación o incluso fatalidades [32].

El problema descrito anteriormente, relacionado a la falla del techo en la operación, se ve influenciado por la gran extensión sin soporte del frente de extracción, es por esto que el relleno debe ser aplicado en las cercanías de la zona anterior, llenando los espacios vacíos lo antes posible para que se evite el derrumbe del techo.

Para poder realizar el relleno las excavaciones previas lo antes posible se ha desarrollado una nueva tecnología en los equipos usados en Longwall Mining. Inicialmente los materiales de relleno como ganga, arena y otros sólidos se preparan en la superficie y son enviados mediante cinta transportadora hacia el área subterránea, en esta zona se transportan de la misma forma al frente de relleno.

El equipo de soporte usado, llamado escudo, incorpora una serie de modificaciones ya que en un inicio su función es sólo ofrecer estabilidad durante la extracción, sin embargo, ahora provee las condiciones necesarias para realizar un llenado de las excavaciones posteriores. Para ello, en la parte trasera el equipo añade dos estructuras fundamentales, la primera es un soporte que ofrece seguridad y el espacio necesario para el transporte, deposición y compactación del relleno, y el otro

es un componente importante llamado brazo de apisonamiento que empuja el relleno para así compactar el material para soportar el techo [30]. En la Figura 17 se observa un esquema del funcionamiento de esta nueva tecnología para la aplicación del método.

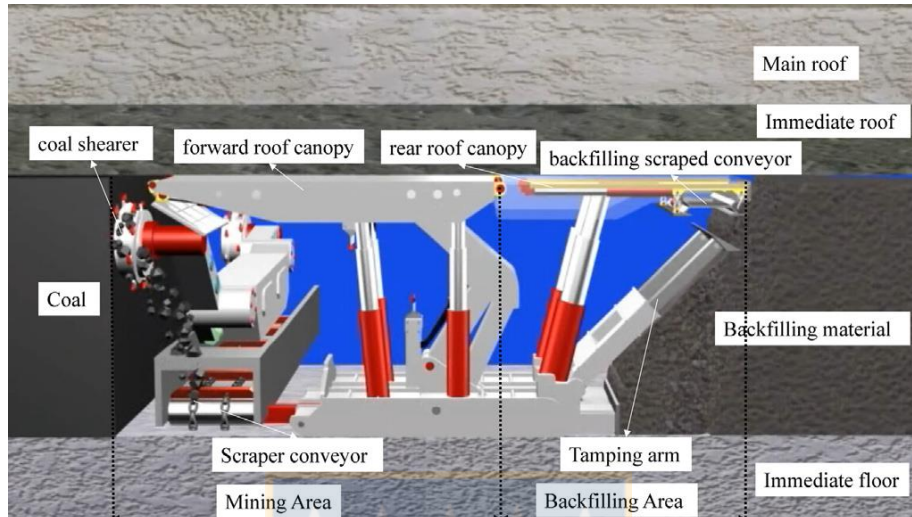


Figura 17 Equipo Longwall Mining adaptado para el uso de relleno [30].

Adicionalmente, existen otras formas de introducir el relleno como es el uso de perforaciones verticales desde la superficie a medida que la operación avanza. Aquí, el relleno es inyectado en las perforaciones, en capas superiores a la explotación, por lo que esta acción no afecta al frente de avance y evita la subsidencia de la superficie. El relleno aplicado en estas zonas es diferente en cada caso y depende de las necesidades de la mina y sus condiciones [33]. La Figura 18 muestra en detalle los lugares de aplicación de relleno desde la superficie.

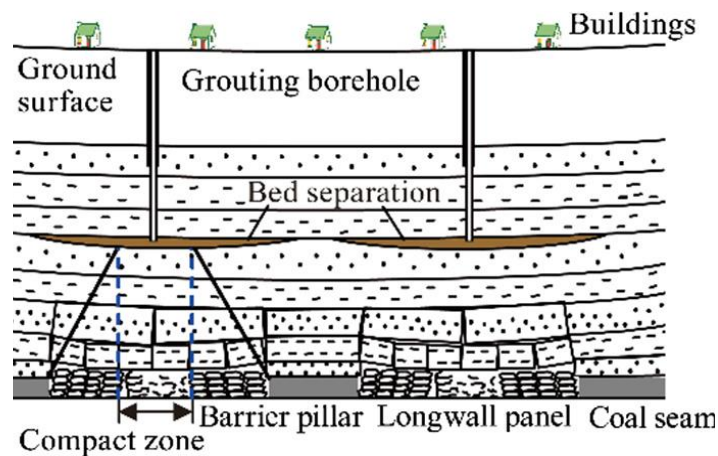


Figura 18 Método de inyección de relleno desde la superficie [33].

2.6.1.2 SHORTWALL MINING (FRENTA CORTA)

El método de Shortwall Mining o frente corto es muy similar al Longwall Mining, la gran diferencia es que el largo del frente de extracción es bastante menor con un rango de 40 a 90 m, mientras que en Longwall este es de hasta 200 m [34]. Usualmente se trabaja con pilares de seguridad en los extremos de la zona a explotar. Además, el equipo para extraer el mineral consiste en una cinta transportadora móvil conectada a dos perforadoras de gran tamaño que tiene una gran flexibilidad. El relleno cumple los mismos objetivos que en Longwall y los equipos de soporte son los mismos iguales a los presentados en la Figura 17.

2.6.1.3 HIGHWALL MINING

Este método usualmente se aplica luego de dar por terminada una operación por Open Pit, cuando este último método ya no es rentable y queda expuesta una capa de carbón que puede ser extraída desde la base. Se utilizan dos tipos de mecanismo mineros para la extracción, el primero es el mecanismo continuo de Highwall Mining y el otro es Auger Mining que funciona como una perforadora horizontal que deposita el carbón en una cinta transportadora que lo lleva hacia los equipos de carguío. La forma de explotación es usualmente a través de entradas paralelas horizontales ubicadas en la base de un Pit o una pared que tenga expuesta un manto de carbón [35] (ver Figura 19).

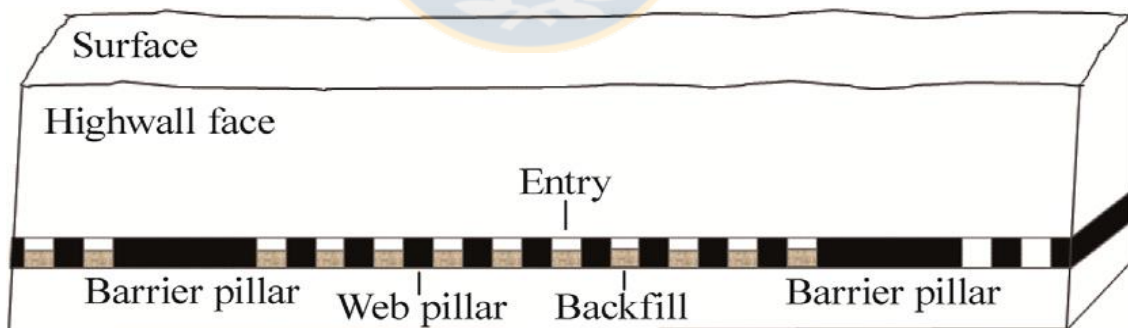


Figura 19 Highwall Mining con relleno [36].

El Continuous Highwall Mining (CHM) o minería Highwall continua, extrae mineral mediante entradas rectangulares de aproximadamente 3.5 m, mientras que Auger mining lo hace a través sistemas dobles o simples de diámetros que van desde 1.5 m hasta 3 m. El rango de penetración es de 50 m hasta 500 m y depende de las características del terreno, debido a éstas se dejan pilares en forma de entradas sin explotar para que el techo no ceda. Naturalmente esto se traduce en una pérdida económica ya que son recursos que no puede ser explotados. Aquí es donde toma

importancia el relleno, permitiendo darle mayor estabilidad a la operación, evitando subsidencia en la superficie y permitiendo una mayor recuperación debido a que es posible extraer las entradas que funcionaban como pilares [36]. En la Figura 19 se observa un esquema del método con relleno.

2.6.1.4 ROOM AND PILLAR (CASERONES Y PILARES)

Este es un método auto-soportado de caserones y pilares que consiste en extraer la mayor cantidad de material posible dejando pilares de mineral para soportar o sostener el techo de material estéril. En este sentido las dimensiones de los caserones y pilares depende en gran medida de las características de la roca y campo de esfuerzos, basándose en ofrecer estabilidad y seguridad a la operación. Los pilares normalmente se distribuyen de la manera más regular posible y los caserones abiertos tiene forma rectangular o cuadrada (ver Figura 20).

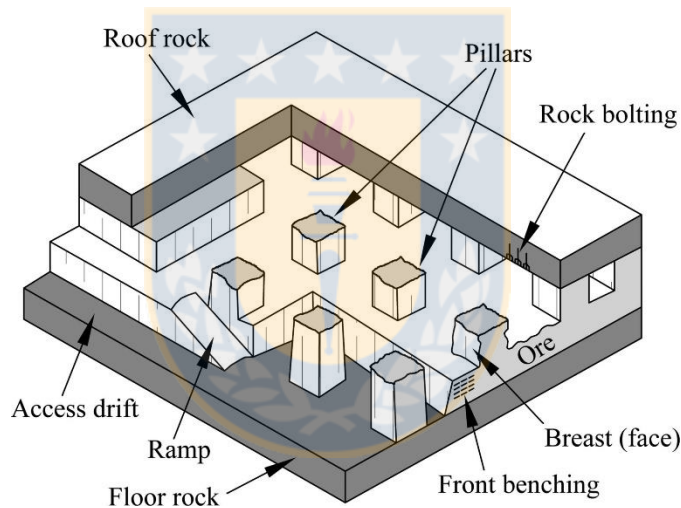


Figura 20 Vista general del método de Room and Pillar [37].

Normalmente al finalizar la extracción, el caserón es dejado vacío ya que los pilares mantienen estable esta zona, sin embargo, esto afecta directamente a la recuperación. Como no es posible extraer los pilares de soporte, se pierde una gran cantidad de mineral que puede entregar un beneficio económico. Así, surge la idea del uso de relleno en la operación para tener la oportunidad de extraer dichos pilares y así aumentar la recuperación del método [38].

El uso de relleno no tiene como único fin aumentar la recuperación del mineral, sino que también busca solucionar un problema que tiene el método de Room and Pillar convencional y es la estabilidad a largo plazo. Luego de realizar la explotación minera, se redistribuyen fuerzas de confinamiento en el macizo rocoso y las condiciones del macizo están sujetas a deterioro como desprendimientos de roca, desgaste de los pilares y paredes y la propagación del hundimiento desde

el techo. Estos efectos continúan en el tiempo afectando la estabilidad a largo plazo, por lo que en operaciones que se extiendan por un largo periodo es necesario el uso de relleno para que este reciba los esfuerzos transferidos desde la roca caja y así se logra evitar la subsidencia en la superficie [39].

2.6.1.5 CUT AND FILL (CORTE Y RELLENO)

El método Cut and Fill, como su nombre lo dice, tiene integrado el uso de relleno en su desarrollo, el método consiste en extraer cuerpos tabulares verticales o subverticales de espesor 15 a 20 m generalmente. Se requiere que tanto la roca mineralizada y las paredes que rodean a este cuerpo sean competentes y estables, preferentemente.

La operación se realiza extrayendo tajadas horizontales, usualmente desde la base del cuerpo mineralizado y subiendo por subniveles de manera ascendente. Tras finalizar la explotación de un subnivel, el espacio vacío es llenado con una mezcla de material estéril o mezclas de material estéril y cemento para una mayor resistencia. La función de este relleno es servir como un piso para comenzar la extracción del subnivel siguiente y otorgar estabilidad a las paredes (ver Figura 21).

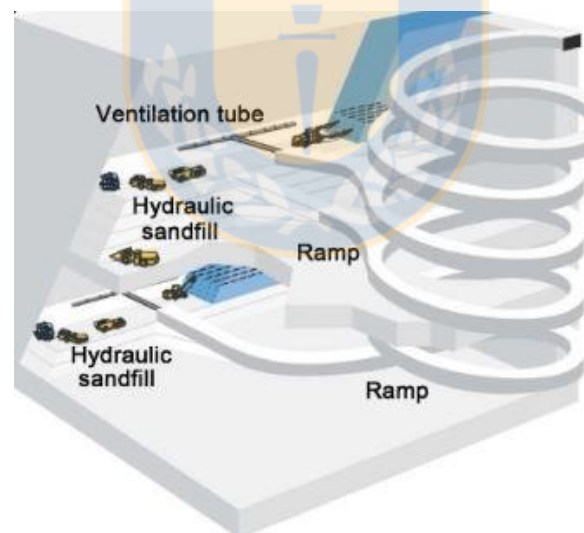


Figura 21 Vista general del método de Cut and Fill [40].

Las ventajas del método son la casi completa extracción del mineral con una muy baja dilución, y gran selectividad. Sin embargo, el hecho de usar relleno en toda la mineralización a extraer lo hace una operación costosa, por ejemplo, en operaciones pequeñas es casi prohibitivo el uso de relleno en términos económicos. Es por esto que debe considerarse el uso del método sólo si el beneficio económico es lo suficiente para justificar el uso de relleno [41].

2.6.1.6 UNDERHANG CUT AND FILL (CORTE Y RELLENO DESCEDENTE)

El método Underhang Cut and Fill o también llamados Corte y relleno descendente respectivamente es una variante del Cut and Fill convencional y generalmente se realiza en roca de mala calidad. Al igual que el método convencional, la explotación se realiza extrayendo subniveles horizontales, con la diferencia en que este método se lleva a cabo de manera descendente, comenzando por la cúspide del cuerpo mineralizado. Luego de completar la extracción del subnivel se aplica relleno cementado en esta zona, en donde al techo se le agrega de 3% a 4% de cemento y un 14% de esto en la base, el cual sirve como techo en el siguiente corte [42]. En la Figura 22 se puede observar una vista general del método de Underhang Cut and Fill.

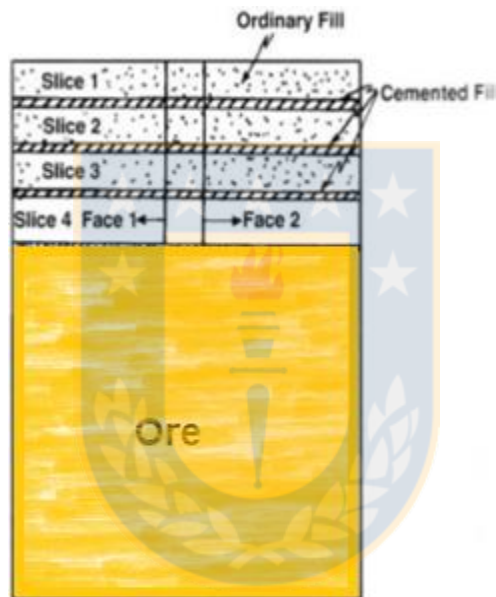


Figura 22 Vista general del Método Underhang Cut and Fill (Después de [42]).

2.6.1.7 BENCH AND FILL (BANQUEO Y RELLENO)

El método de Bench and Fill o banqueo y relleno corresponde a otra variante del método Cut and Fill, el cual se aplica cuando el cuerpo mineralizado se encuentra envuelto por rocas de baja calidad. La extracción consiste en el trabajo simultáneo de subniveles horizontales separados por mineral en el centro. En la parte superior un equipo se encarga de hacer perforaciones verticales descendentes, en el subnivel inferior un equipo de carguío va removiendo el mineral tronado. A medida que la operación avanza se realiza un relleno continuo, el cual se deposita desde el subnivel superior, manteniendo en todo momento una abertura constante entre el relleno y el mineral para así conservar la estabilidad controlada a lo largo de todo el proceso. Las ventajas de este método es que mejora la productividad y reduce los costos de producción respecto a la explotación por Cut

and Fill. Sin embargo, la mayor característica es la seguridad que otorga el método debido a que se minimiza la exposición del personal al ser muy mecanizado y se tiene una estabilidad controlada [43]. A continuación, se presenta un esquema del método Bench and Fill, donde se observan las principales operaciones unitarias.

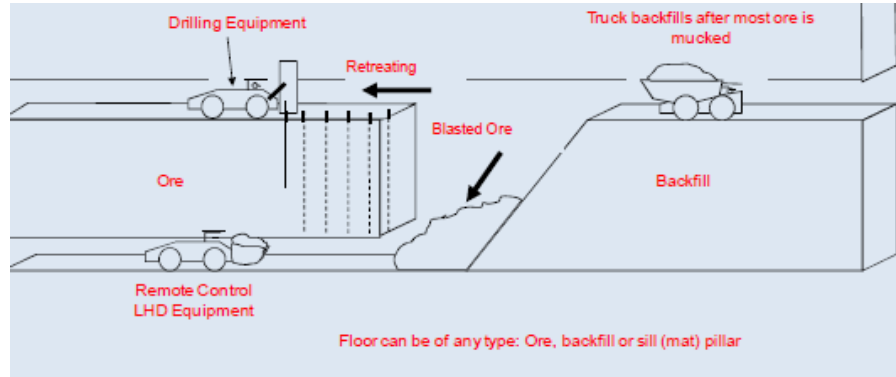


Figura 23 Método de Bench and Fill [43].

2.6.1.8 SUBLEVEL STOPING (CASERONES POR SUBNIVELES)

El método de Sublevel Stopping o caserones por subniveles se aplica a cuerpos mineralizados de forma tabular verticales o subverticales de gran espesor (<10m). Es posible aplicar el método para yacimientos masivos, pero con una variación en el diseño, el cual es subdividir el cuerpo mineralizado en caserones separados por pilares. La roca mineralizada y circundante deben ser suficientemente competentes y ofrecer la estabilidad adecuada para que sea auto soportable.

El procedimiento de extracción consiste en tronar grandes tajadas verticales mediante perforaciones que se realizan desde galerías de acceso ubicadas en distintos subniveles, generalmente estas perforaciones se realizan en forma de abanico, aunque también hay casos donde son verticales. Luego se retira el mineral desde zanjas ubicadas en la base del caserón. Al finalizar el procedimiento, el caserón queda vacío. Sin embargo, en algunos casos, se decide realizar relleno principalmente por razones ambientales, para prevenir hundimiento y/o maximizar recuperación. En la Figura 24 se observa un esquema de un método de Sublevel Stopping con relleno.

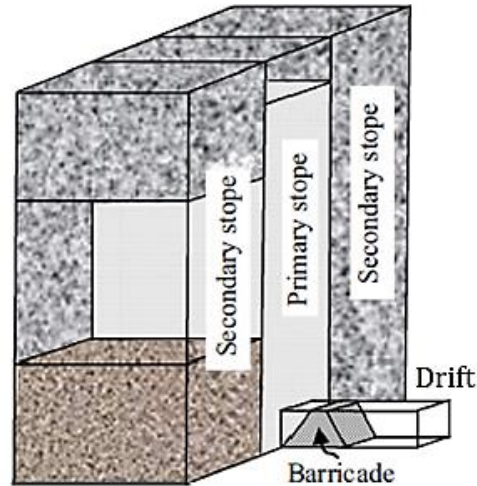


Figura 24 Método de Sublevel Stopping con relleno (Después de [44]).

Para el caso donde los yacimientos son masivos deben dejarse caserones separados por pilares debido a las condiciones operacionales. Usualmente a los caserones vacíos se les aplica relleno y cuando alcanzan la estabilidad necesaria para poder realizar actividad minera en las zonas adyacentes, se recuperan los pilares.

2.7 TIPOS DE RELLENO

Existe una gran variedad en las opciones de rellenos, donde sus componentes pueden variar las características del relleno enormemente; como por ejemplo su porosidad, permeabilidad, facilidad de transporte, compactación, entre otros. La elección del tipo de relleno depende de las condiciones que se requieran en la operación y estos se clasifican por:

- Tipo de material: estéril inerte, agentes de unión, agua, mezcla de componentes.
- Tamaño máximo de grano y distribución de tamaño de este.
- Contenido de agua y manejo.
 - Materiales secos (estéril, agentes de unión).
 - Materiales húmedos (estéril).
 - Mezclas de estéril, agentes de unión y agua las cuales no pueden ser bombeadas.
 - Mezclas de estéril y agua, agentes de unión y agua y cualquier mezcla usada como relleno que pueda ser bombeada.
 - Mezclas con alto contenido de agua que pueden ser transportadas hidráulicamente bajo gravedad.

Dentro de los rellenos comúnmente encontrados en minería subterránea se encuentran los siguientes:

2.7.1 RELLENO SECO

Como su nombre lo indica, el relleno seco o “Dry Fill” es aquel que no contiene agua. Su composición y materiales puede ser muy variados. Pero el más común es el estéril que produce la actividad minera debido a que, además de cumplir su función como relleno, produce un efecto positivo en el medio ambiente al reducir el estéril depositado en la superficie.

Generalmente es usado para el método de Bench and Fill, se transporta mediante métodos convencionales de carguío y transporte y su principal objetivo es funcionar como soporte a las paredes sin la posibilidad de extraer el caserón adyacente por su baja estabilidad [45].

2.7.2 RELLENO HIDRÁULICO

El relleno hidráulico está conformado generalmente por colas de relaves y es uno de los más populares en el mundo debido a su simplicidad y método de transporte. Éste se traslada como una especie de lodo a través de tuberías y perforaciones hacia las labores subterráneas y uno de los parámetros más importante es el contenido de agua. A mayor porcentaje de agua es más fácil trasportarlo, sin embargo, una vez depositado, se requiere drenar el relleno para darle estabilidad a la columna de material.

Si el drenaje requerido es demasiado, pueden ocurrir accidentes como licuefacción o que el material se expanda hacia otras galerías. Es por esto por lo que el desafío está en disminuir el contenido de líquido para darle mayor seguridad a la operación [46].

En la Figura 25 se puede apreciar el proceso típico de un relleno con material hidráulico, en donde unas galerías de acceso conectan con el caserón, en la entrada de estas galerías se instalan barricadas para evitar que el relleno se expanda por las labores subterráneas y también funcionan como drenaje del relleno.

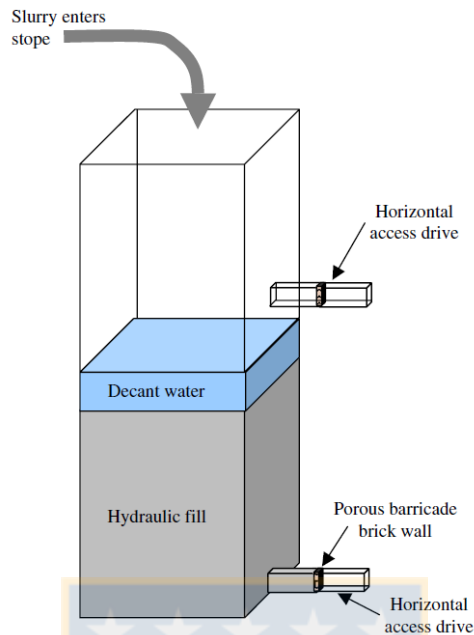


Figura 25 Uso del relleno hidráulico en un caserón [46].

2.7.3 RELLENO CEMENTADO

El relleno cementado (o relleno hidráulico cementado) es una variante del relleno hidráulico, al cual se le agrega cemento. Esto mejora la cohesión y es muy útil para métodos donde se requiere usar como piso el relleno para la explotación superior como en el caso de Cut and Fill. El efecto de añadir cemento también repercute en los costos ya que estos aumentan siendo en determinadas situaciones inviable costearlo [45].

2.7.4 RELLENO EN PASTA

El relleno en pasta o “Paste Fill” está compuesto por la unión de colas de relave y cemento con una cierta cantidad de agua. El objetivo de añadir este líquido es para lograr una consistencia parecida a un lodo espeso. Debe existir una cantidad suficiente de finos ($< 20 \mu\text{m}$) en las colas para que tenga un comportamiento de pasta. La propiedad más importante de este relleno es su característica de pasta, es decir su reología o comportamiento al transporte [45].

2.7.5 RELLENO COMPUESTO

Los llamados rellenos compuestos o “Composite Fills” corresponden a la combinación de los tipos de rellenos anteriores, en donde el relleno seco es el de más importancia ya que es el que siempre se mantiene fijo, es decir que las combinaciones son: Relleno seco- hidráulico, Relleno seco- cementado y finalmente Relleno seco- en pasta. Se busca aprovechar las mejores cualidades

y propiedades mencionadas de los rellenos anteriores para lograr una mayor consolidación. Por ejemplo, al usar relleno seco con relleno cementado, el primero se encarga de rellenar el caserón y el relleno cementado de hacer lo mismo con las galerías de acceso [45].

2.7.6 CONCRETO EPS USADO COMO RELLENO

El concreto EPS es un concreto liviano creado a partir de una mezcla de agua, arena, cemento, EPS, este último es llamado *Expanded PolyStyrene* o poliestireno expandido, el cual ha ganado mucha popularidad en los últimos años como un geo-material liviano que genera desafíos y oportunidades. Este tipo de materiales livianos es usado usualmente en las construcciones civiles como, por ejemplo, relleno para sitios arcillosos extremadamente blandos (previene asentamiento) o en minería para aumentar la resistencia de los socavones [47]. En la Figura 26 se puede observar granos de EPS.

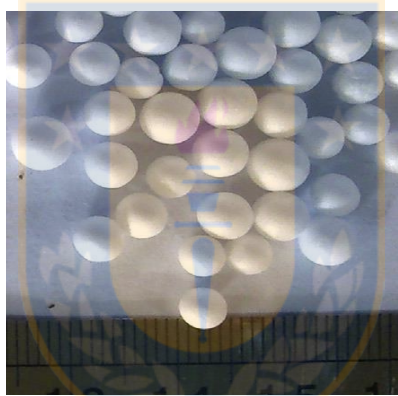


Figura 26 Vista de granos de EPS [47].

Los granos de EPS pueden ser fácilmente añadidos a la mezcla para producir concreto liviano con un amplio rango de densidades dependiendo de las necesidades del usuario. También, según el porcentaje en peso del EPS agregado, pueden calibrarse diferentes características como el esfuerzo a la compresión y el módulo de Young [48].

2.7.7 COMPARACIÓN ENTRE LOS TIPOS DE RELLENO

Se realiza una tabla comparativa entre los distintos tipos de relleno para observar las diferencias entre estos. Sin embargo, en la tabla no se considera al relleno compuesto ya que no tiene parámetros previamente establecidos y solamente es una mezcla entre diferentes tipos de rellenos.

Tabla 5 Comparación diferentes tipos de relleno [49,50]

Tipo de relleno	Material de relleno	% Sólidos	Tamaño granos (mm)	% cemento
En seco	Colas de relave, estéril	100	0.001- 0.3	Sin cemento
Hidráulico	Colas de relave, estéril	60-75	0.001- 0.3	Sin cemento
Cementado	Colas de relave, estéril	60-75	0.001 – 0.3	2-17
En pasta	Colas de relave, estéril	65-85	0.001 – 0.3	2-15

Con respecto al tamaño de grano se observa en la Tabla 5 que en todos los casos tienen un valor similar, ya que estos son los rangos típicos de colas de relave. Sin embargo, algunos tipos de relleno requieren diferentes cantidades de tamaños de grano fino, como es el caso del relleno en pasta para su correcto funcionamiento.

2.8 MÉTODOS DE TRANSPORTE DEL RELLENO

El transporte del relleno es uno de los factores más importantes que se consideran al utilizar este recurso. Incluso en algunas operaciones de *backfilling* las etapas de drenaje o conminución no son tomadas en cuenta, sin embargo, el transporte debe estar siempre presente ya que es algo fundamental y que requiere mayor esfuerzo [51]. En la industria minera el transporte del relleno puede ser muy variado y la elección del método depende de la composición del relleno y el espacio disponible en la operación. De esta forma, algunos tipos de relleno son trasladados con operaciones usuales de carguío y transporte mediante camiones y finalmente depositados donde se ha requerido. Por ejemplo, el relleno seco y el relleno en pasta (textura similar al cemento) son transportados de esta forma en el método de Bench and Fill. Para el caso de relleno hidráulico, la forma más usada de transporte es mediante tuberías. También para trasladar algunos tipos de relleno se usan cintas transportadoras.

Por otro lado, en la mayoría de los casos el sistema de llenado se compone por dos o más operaciones unitarias para transportar el relleno y los componentes, que pueden ser simultáneas o una después de otra. En el caso de un relleno hidráulico con cemento, este último puede ser añadido en las etapas iniciales de la operación de llenado o al final del proceso cerca del caserón (para este caso se necesita una línea de transporte separada para el cemento como puede ser cinta transportadora o inyección neumática [52]).

Los métodos de transporte se pueden clasificar en:

- Transporte mecánico.
 - Transporte continuo.
- Perforaciones, pasajes de estéril y por gravedad.
- Transporte mediante cintas transportadoras y similares.
 - Transporte discontinuo.
- Por tren.
- Mediante vehículos sin rumbo fijo (LHD, camiones).
- Transporte hidráulico en tuberías.
 - Exclusivamente por gravedad.
 - Por bombeo.
- Transporte neumático en tuberías.

Finalmente, para el área de transporte se puede dividir en las siguientes categorías:

- Transporte en superficie (por ejemplo, de cantera a la mina).
- Transporte desde superficie al subsuelo en rampas, tiros, pasajes de estéril y perforaciones.
- Transporte en galerías.
- Transporte entre niveles en rampas, pasajes de estéril y perforaciones.
- Transporte en caserones y en el área de estos.

2.9 CARACTERÍSTICAS PRINCIPALES

La opción de usar relleno implica considerar una gran cantidad de variables que, de no ser tomadas en cuenta, provocan diversas dificultades como el retraso de la operación, accidentes fatales, pérdidas de equipos, dilución, entre otras. A continuación, se explica algunas de las características principales del método de relleno.

2.9.1 DRENAJE Y BARRICADAS

En el caso de relleno hidráulico o cualquier combinación con este, es importante considerar el drenaje del agua una vez depositado el relleno en el caserón, dado que un buen drenaje genera un caserón relleno más estable, lo que ayuda a extraer las zonas adyacentes con un mayor grado de seguridad. Para drenar el agua se deben instalar unos muros de contención llamados barricadas, estos se ubican cerca de la entrada de las galerías de acceso que conectan con el caserón en la

parte inferior. Las barricadas tienen dos funciones principales, la primera es frenar y retener el relleno para que no se expanda a través de las galerías (debido a su comportamiento y fluidez) y en segundo ayuda a drenar el agua del relleno. Las barricadas pueden estar construidas de diversos materiales dependiendo de la presión que deban soportar (ejemplo: madera, concreto), usualmente se construyen en forma curva para aumentar su resistencia. En la Figura 27 se observa una barricada en construcción.



Figura 27 Barricada en construcción [46].

Un pobre sistema de drenaje provoca la construcción de barricadas con mayores dimensiones, lo que reduce la eficiencia del drenaje e incrementa el costo de construcción y el tiempo. Esto aumenta la presión de poros de agua (pudiendo provocar la falla de la barricada), disminuye la velocidad del *backfilling*, aumenta el tiempo de espera entre las capas del *backfilling* y disminuye la productividad minera [44].

2.9.2 PERMEABILIDAD

Es la capacidad de un material que le permite a un fluido pasar a través de él. De esta forma, para un fluido es mucho más fácil atravesar materiales que tienen una alta permeabilidad, y en caso contrario, los cuerpos ofrecen mucha más resistencia al paso del líquido. Este factor es uno de los más importantes a tener en cuenta en el drenaje, debido a que luego de depositar el relleno, el agua debe atravesar toda la columna de material y llegar a las galerías de acceso en donde pasa por las barricadas y luego ser drenada. A mayor permeabilidad del relleno el agua podrá ser drenada más rápido, lo que aumenta la velocidad de la operación, produce el asentamiento del relleno y su mayor estabilidad. Sin embargo, una permeabilidad demasiado alta produce que una gran cantidad de agua llegue a la zona trasera de las barricadas aumentando mucho la presión de poros en esta zona y esto produce un colapso de estas estructuras ocasionando daños en los equipos, fatalidades, entre otras. Por otro lado, a las barricadas se les llama “free draining” o drenaje libre ya que son mucho

más porosas que el relleno hidráulico, por lo que su permeabilidad es mucho mayor, de hecho, esta es de 100 hasta 1500 veces mayor en las barricadas que en el relleno [50].

2.9.3 CONSOLIDACIÓN Y ARQUEAMIENTO

A medida que el drenaje se lleva a cabo, el relleno aumenta su estabilidad, debido a que el material de relleno es mucho más deformable que las paredes que lo rodean, por lo tanto, al tener una menor cantidad de agua, las partículas del relleno tienden a asentarse y consolidarse bajo su propio peso. Esto conlleva un desplazamiento vertical del relleno, lo cual produce esfuerzo de corte en las paredes y se genera una redistribución de esfuerzos. Finalmente, todas estas interacciones generan un “efecto de arqueamiento” en las paredes influenciando la distribución de esfuerzos. Con respecto a este efecto, aún se desconoce mucho sobre las causas, efectos y tiempo en que se produce (en especial para relleno cementado) debido a que genera interacciones complejas entre el material y el relleno [27].

2.9.4 SECUENCIA DE DEPÓSITO DEL RELLENO

Una práctica común es realizar la secuencia de llenado en dos etapas, donde el primer llenado es llevado a cabo hasta una cierta altura del caserón, usualmente menor al 50% de esta. Luego se espera de 2 a 5 días para drenar la mayor cantidad de agua posible y evitar que la presión de poros de agua detrás de las barricadas sea demasiado grande, por lo cual, la seguridad de la operación aumenta ya que disminuye la posibilidad de falla en estas estructuras. Una vez transcurrido este tiempo, se añade la segunda capa de llenado, en donde se rellena el caserón completamente. En la Figura 28 se observa un esquema de la secuencia de llenado de un caserón [53].

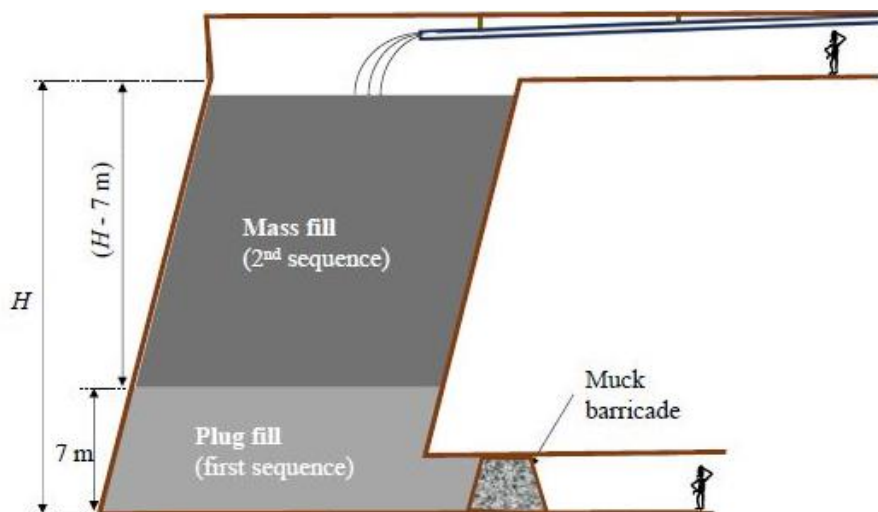


Figura 28 Esquema de secuencia de llenado en socavón [53].

2.10 GEOLOGÍA DE LA REGIÓN “OLKUSZ”

La mina de zinc y plomo “Olkusz-Pomorzany” se encuentra ubicada en el área entre Silesia y Cracovia, a 40 km al noroeste de la última. Los depósitos de esta región se caracterizan por grandes extensiones de mineralización (desde el Devónico hasta el Jurásico), por una intensidad de mineralización altamente variable y diferentes estados de reconocimiento.

En la Figura 29 es posible observar la ubicación de los diversos depósitos de Zn-Pb de la región, de los cuales sólo 3 son explotados: Olkusz, Pomorzany y Bolesław.

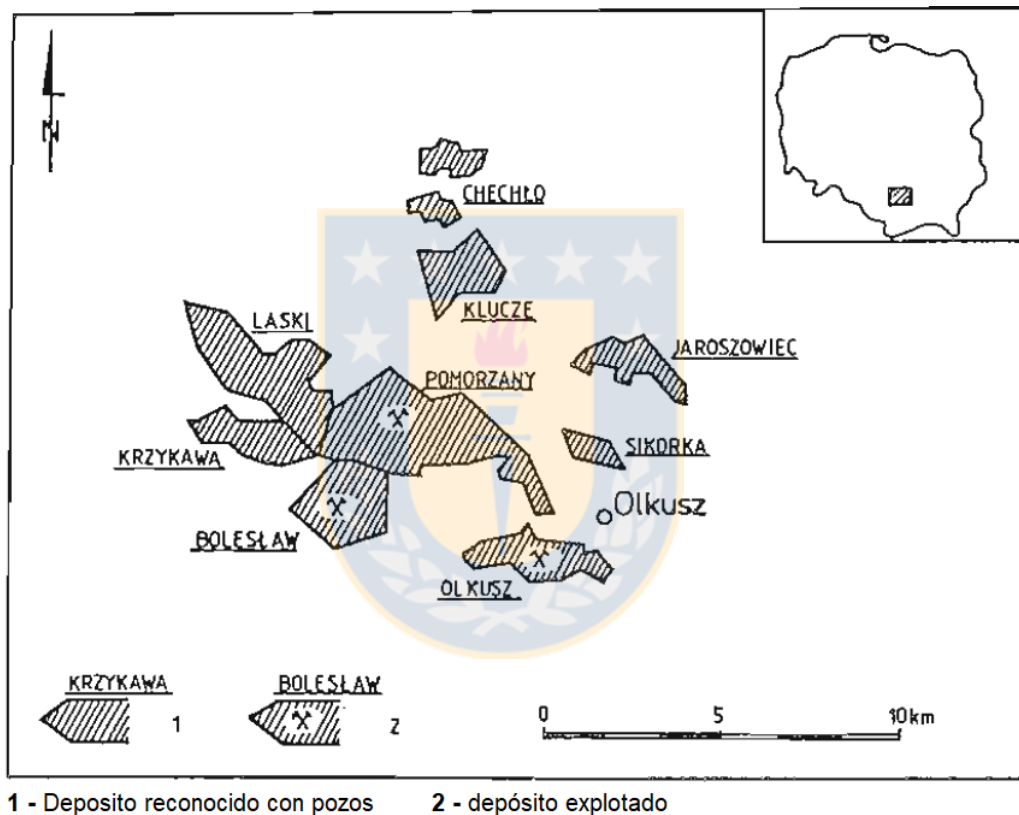


Figura 29 Mapa de los depósitos de mineral en la región de Olkusz [54].

Se han llevado a cabo diversos estudios para caracterizar esta región, los cuales indican que, en las zonas de las minas analizadas, a pesar de presentarse una variación en el contenido de metales en el mineral ($VZn \sim 60-90\%$, $VPb \sim 120 - 150\%$), se observan algunas regularidades en la distribución de la mineralización. Destaca el caso de la distribución del contenido de zinc, el cual determina el valor económico de los depósitos de mineral.

Respecto a estudios de regularidades de la distribución de la mineralización en la sección planar, se elaboró un esquema de dicha distribución en los mapas de isóneas que indica que, en todas los sectores estudiados, con continuidad de mineralización de equilibrio, se forman las áreas más ricas de los depósitos de mineral (con un contenido más alto que el contenido promedio de metales, es decir, de 4 a 5% de Zn) en las zonas orientadas casi en paralelo a las direcciones oeste-este y norte-sur (ver Figura 30a). El análisis de tendencias de los parámetros del depósito documenta que dicha distribución zonal de mineralización resulta de la ubicación regular de nidos altamente mineralizados (ver Figura 30b).

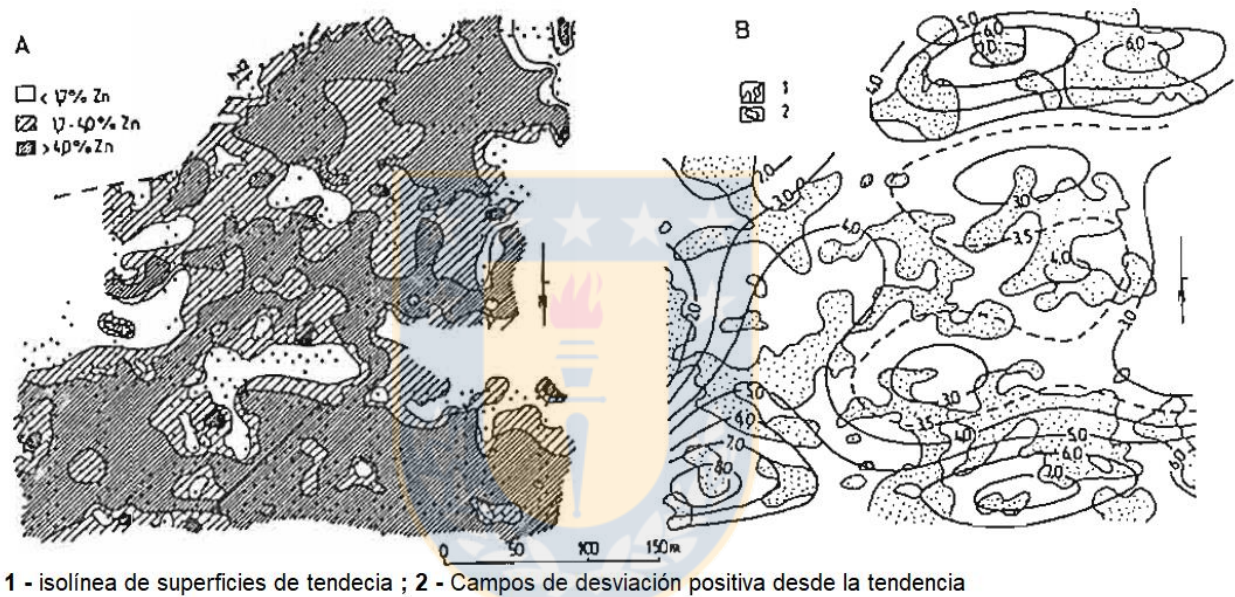


Figura 30 Mapa de distribución de mineralización de zinc balanceada (A) y mapa de tendencia del contenido de zinc (B) en las dolomitas en el fragmento de la mina Pomorzany. [54].

3. METODOLOGÍA DE TRABAJO

La metodología general de trabajo empleada, con el fin de cumplir con los objetivos planteados se muestra en la Figura 31 es la siguiente:

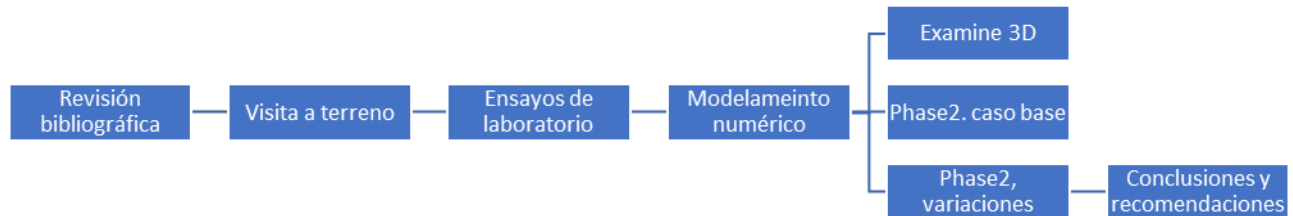


Figura 31 Esquema de la metodología de trabajo

A continuación, se enumeran en detalle los pasos de la metodología:

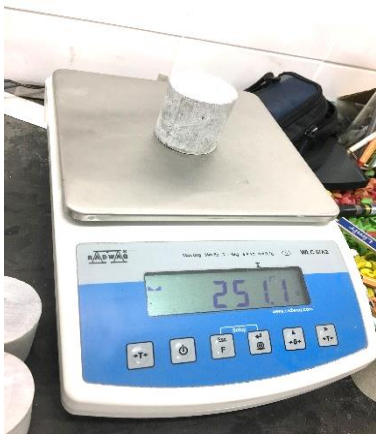
- 1) Revisión bibliográfica y selección de información.
- 2) Visita a terreno a la mina “Olkusz-Pomorzany”.
- 3) Ensayos y pruebas para la justificación del caso base y parámetros de entrada.
- 4) Planteamiento del caso base y sus modificaciones.
- 5) Modelamiento numérico del caso base (utilizando el *software* RS2 y examine 3D).
- 6) Elección de las variaciones y su modelamiento numérico.
- 7) Selección de la mejor opción en función del *Strength Factor* tanto para rellenos como pernos.
- 8) Análisis de la variación en la geometría de las excavaciones en base a la mejor opción.
- 9) Modelamiento numérico y análisis de la mejor combinación de métodos de fortificación considerando *Strength Factor* y esfuerzos principales.
- 9) Conclusiones y recomendaciones

3.1 EQUIPAMIENTO DE LABORATORIO



- **Perforadora de roca de laboratorio (Testiguera):** dado sus dimensiones, permite la obtención de núcleos de roca de diversos tamaños (pero a menor escala). Con lo cual, es posible conseguir muestras que van desde los 8 hasta los 60 mm de diámetro (según los requerimientos). Cuenta con una unión giratoria (permite la rotación de la sarta de perforación), un sistema de recirculación de agua y una placa de presión. Además, se pueden instalar diferentes bits (barrenas) de perforación (ver Figura 32).

Figura 32 Vista general de perforadora de laboratorio.



- **Balanza digital:** instrumento de pesaje basado en un receptor de carga (plato), el cual obtiene la masa del cuerpo a partir de su fuerza ejercida sobre el plato. Este resultado se observa en una pantalla, con una sensibilidad cercana a 0.1 g (ver Figura 33).

Figura 33 Balanza digital de laboratorio.



- **Calibrador digital:** instrumento de precisión que se puede emplear para medir distancias con gran exactitud (± 0.01 mm). Compuesto por una pantalla LCD que muestra las lecturas, hoja de medición de profundidad, una escala (graduada en mm y pulgadas), tornillos de ajuste y mordazas para medidas externas e internas (ver Figura 34).

Figura 34 Vista general de calibrador digital.



- **Prensa hidráulica:** mecanismo compuesto por vasos comunicantes que se impulsan por acción de pistones de distinta área, lo que permite obtener grandes fuerzas a partir de unas menores (efecto multiplicador). Su nombre se debe a que son pistones de agua, los cuales permiten el trabajo a la prensa mediante motores. Se conecta a un computador que registra las cargas aplicadas y su valor máximo (previo a la falla de la muestra, ver Figura 35).

Figura 35 Vista general de prensa hidráulica de laboratorio.



- **Tamizadora Ro-Tap:** máquina indicada para desarrollar ensayos de análisis granulométrico mediante la instalación de tamices (con un máximo de 14 tamices, para este caso), los cuales son agitados a través de movimiento vaivén en sentido horizontal, circular y vertical (para obtener un zarandeo uniforme, ver Figura 36).

Figura 36 Vista general de tamizadora Ro-Tap.



- **Extensómetros radiales:** instrumento que permite medir la deformación radial a través de una medida diferencial (por comparación). Con lo cual, amplifica mecánicamente los desplazamientos y entrega el resultado a través de una pantalla. (Se configuran para medir desplazamiento en el eje X, Y, Z, ver Figura 37).

Figura 37 Configuración de relojes comparadores.



- **Permeámetro:** instrumento utilizado en ensayos de permeabilidad, compuesto por un contenedor interno, el cual cuenta con un tamiz. Se procede a colocar la arena en su interior, luego el agua hasta llegar a superficie y se deja actuar por una hora. Posteriormente, se extrae una muestra del líquido (ver Figura 38).

Figura 38 Vista superior de tambor de experimento.



- **Medidor de distancia láser:** instrumento electrónico de medición, el cual determina la distancia desde un objeto hasta el siguiente lugar al cual se apunte con el dispositivo. Esta versión emplea un rayo láser (en vez de utilizar ultrasonido, ver Figura 39).

Figura 39 Vista general de medidor de distancia láser.



- **Llave dinamométrica o torquímetro:** herramienta manual utilizada para el ajuste de pernos, tuercas, tornillos y otros elementos. Este instrumento facilita la aplicación de una tensión específica, obteniendo un resultado de gran precisión (ver Figura 40).

Figura 40 Vista general de llave dinamométrica.

• **Equipo de medición de carga:** encargado de aplicar una carga axial de tracción a pernos para ver su deformación, está compuesto por un arreglo de carga hidráulica (HUK en inglés), panel de control I, panel de control II (ver Figura 41), panel de registro y unidad de potencia hidráulica.



Figura 41 Panel de control II.

La unidad de potencia hidráulica provee energía para las pruebas mediante un mecanismo basado en una bomba de pistón axial con desplazamiento variable, reguladores de potencia constante y presión constante. Cuenta con un motor de 18 MW y el depósito hidráulico de corriente alterna se llena con aceite hidráulico HL 46 desde un tanque de aceite de 450 litros.

El panel de control I es el principal, dado a que permite configurar las características esenciales de la simulación, como, por ejemplo: la máxima fuerza de tensión axial (400, 800 y 1600 kN) o el tipo de carga (estática o dinámica). Mientras que el panel de control II se utiliza cuando se construye el soporte del perno, junto al desarrollo del ensayo estático. Permite controlar la carga aplicada cada 10 bar y también cuenta con una válvula reductora de presión.

En el panel de registro hay un amplificador de presión, al que se conectan los sensores de potencia, desplazamiento y deformación. Los resultados se registran en un computador mediante el *software* (CATMAN-EASY).

Por otro lado, el sistema HUK consiste en una estructura de soporte (1), en el cual se coloca el bloque 8 de los cilindros hidráulicos (2), (3). Estos se pueden combinar en pares de 2, 4 u 8 servomotores que funcionan juntos, según la resistencia del material a probar.

Si se testean componentes largos, se colocan bujes dobles adicionales (4) detrás del bloque de cilindros (4). La viga transversal del motor hidráulico se mueve en las guías de la estructura de soporte (5) movido por los cilindros (6). El motor de leva giratorio instalado (7) permite que el perno gire alrededor de su propio eje (ver Figura 42 y 43).

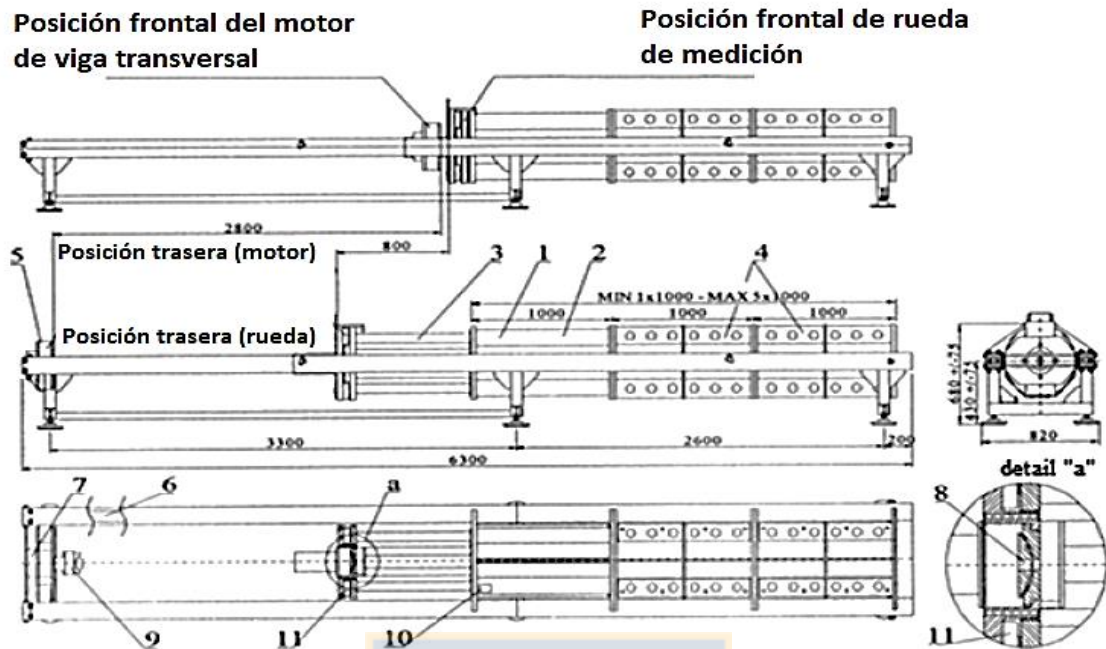


Figura 42 Bloques de cilindro, 1 – estructura de soporte, 2 – bloque de cilindro, 3 – cilindro, 4 – bujas dobles, 5 – viga transversal del motor hidráulico, 6 – cilindros de soporte de pernos, 7 – motor de leva rotativa, 8 – placa de soporte, 9 – abrazadera de tres mandíbulas, 10 – sensor de registro de desplazamiento, 11 – sensor de registro de fuerza.



Figura 43 Equipo de medición de carga (diversos ángulos).

3.2 ENSAYOS DE LABORATORIO

Para poder establecer el método de soporte más adecuado al macizo rocoso, es necesario llevar a cabo su caracterización mediante diversos ensayos de laboratorio, los cuales entregan parámetros relevantes como: resistencia a la compresión uniaxial, resistencia a la tracción, módulo de Young y coeficiente de Poisson. La dolomita se analiza debido a que son muestras provenientes directamente de la zona mineralizada de la mina “Olkusz-Pomorzany”.

3.2.1 ENSAYO DE COMPRESIÓN UNIAxIAL

El testigo fue presionado en su eje longitudinal (posición vertical) a una razón aproximada de 1 kN/s. De esta manera, se comenzó a ejercer una mayor carga sobre éste hasta llegar a su punto de rotura (generación de fracturas), cuyos datos fueron recopilados por el *software* CATMAN EASY.

Una vez que la carga de falla fue obtenida, la resistencia a la compresión se calculó con la ecuación 1:

$$UCS = \frac{1000 \cdot 4 \cdot F}{\pi \cdot d^2} \quad (3)$$

Donde:

F , es la carga de falla de la dolomita en kN.

d , es el diámetro del cilindro de muestra en mm.

UCS , es la Resistencia a la compresión uniaxial en MPa.

3.2.2 ENSAYO DE TRACCIÓN (ENSAYO BRASILEÑO)

Se tuvo que conocer el esfuerzo de tracción principal, en particular en el centro del disco de roca, donde se inició la grieta. Para lo cual, el testigo se ubicó de forma horizontal en la celda de tracción, cuya carga fue aumentando en 1 kN/s hasta que la roca fallara.

La resistencia a la tracción se calculó bajo el supuesto de que la falla ocurrió en el punto de mayor esfuerzo de tracción, en este caso, en el centro del disco. Se empleó la ecuación 4:

$$T_s = \frac{1000 \cdot F}{h \cdot d} \quad (4)$$

Donde:

F , es la carga de falla de la dolomita en kN.

h , es el largo de la muestra en mm.

d , es el diámetro de la muestra en mm.

T_s , es la Resistencia a la tracción en MPa.

A modo de ejemplo, se presentan algunas de las muestras tras el ensayo:

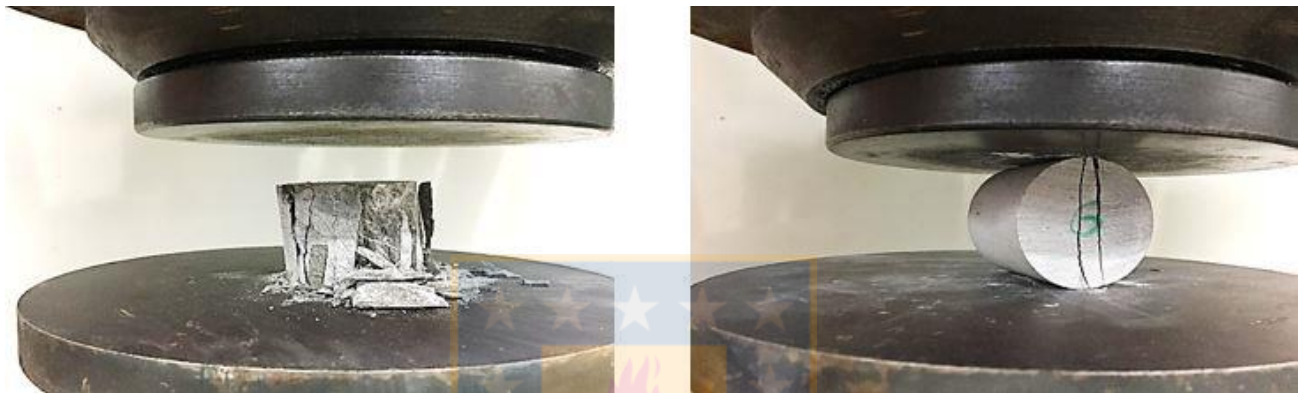


Figura 44 Testigos de roca fallados (izquierda: compresión, derecha: tracción).

3.2.3 DETERMINACIÓN DE MÓDULO DE YOUNG Y COEFICIENTE DE POISSON

Cada muestra fue colocada en el centro de la prensa hidráulica, la cual contaba con unos sensores electrónicos conocidos como “extensómetros radiales” que medían el desplazamiento (horizontal: h_1 , h_2 y h_3 y vertical: v_1) asociado a la carga ejercida. De esta forma, se fue aumentando la carga en 10 kN hasta que la roca falló (ver Figura 45).



Figura 45 Testigo de roca, junto a relojes comparadores, durante el ensayo de medición.

Una vez registrados todos los datos asociados al desplazamiento, se calculó el coeficiente de Poisson de la siguiente manera:

- Sumando las tres componentes del desplazamiento horizontal, junto al diámetro de cada muestra ($\Delta h = h1+h2+h3/d$) se obtuvo la deformación horizontal con la ecuación 5:

$$\text{Deformación horizontal} = \mathbf{eh} = \Delta h/d \quad (5)$$

- Junto al incremento de carga de 10 kN se calculó la deformación horizontal y vertical para el rango 20-80% (más representativo) del esfuerzo de falla de la roca en MPa. Para esto, se utilizó una interpolación lineal, teniendo en cuenta un comportamiento lineal de la curva esfuerzo-desplazamiento dado por la ecuación 6:

$$y = y_0 + \frac{y_1 - y_0}{x_1 - x_0} \cdot (x - x_0) \quad (6)$$

Donde:

Y , es la deformación horizontal o vertical para el 20% ($eh1$ y $dv1$ respectivamente) u 80% ($eh2$ y $dv2$ respectivamente) del esfuerzo de falla de la roca.

Y_0 es la deformación horizontal o deformación de la muestra (Dv) de valor inmediatamente inferior de la deformación horizontal.

Y_1 es la deformación horizontal ($\Delta h/d$) o deformación de la muestra (Dv) de valor inmediatamente superior de la deformación horizontal.

X es el 20 u 80% del esfuerzo de falla de la roca en MPa.

X_0 es el valor inmediatamente inferior de la resistencia a la compresión en MPa.

X_1 es el valor inmediatamente superior de la resistencia a la compresión en MPa.

- Para obtener el valor de la deformación vertical para el 20 y 80% de la resistencia a la compresión uniaxial (Cs) se emplearon las ecuaciones 7 y 8:

$$\mathbf{ev}_1 = \frac{Dv_{80\%Cs}}{h} \quad (7)$$

$$ev_2 = \frac{Dv_{20\%Cs}}{h} \quad (8)$$

Donde:

Dv , es la deformación de la muestra para el 20 u 80% de Cs calculado por interpolación.

h , es la altura inicial del testigo.

- Así, para obtener el coeficiente de Poisson se utilizó la siguiente ecuación 9:

$$\nu = \frac{eh_1 - eh_2}{ev_1 - ev_2} \quad (9)$$

Donde:

eh_1 , es la deformación horizontal para el 80% de Cs

eh_2 , es la deformación horizontal para el 20% de Cs

ev_1 , es la deformación vertical para el 80% de Cs

ev_2 , es la deformación vertical para el 20% de Cs

La razón de usar los valores de la deformación horizontal y vertical para el 20 y 80% del Cs se debe a que este rango es el más característico para la muestra y valores muy extremos no representan a las condiciones *in-situ* del material.

Para el caso del módulo de Young, se recurrió a la ecuación 10:

$$E = \frac{(0.8 \cdot Cs - 0.2 \cdot Cs)}{(ev_1 - ev_2)} \quad (10)$$

Además, fue necesario determinar la densidad de la roca, la cual involucra el promedio de las masas de las muestras (m , en gramos), la gravedad (g , 10 m/s²), el promedio de los diámetros (d) y de las alturas (h) de los testigos, con la siguiente ecuación 11:

$$\rho = \frac{F}{V} = \frac{m \cdot g}{\frac{d^2 \cdot \pi}{4} \cdot h} \quad (11)$$

3.2.4 ENSAYO DE TENSIÓN AXIAL

Con la información anterior se escogió el tipo de perno a utilizar como soporte del techo de la excavación, el cual fue de anclaje mecánico, tipo KE-3W y KE-2K junto a una barra tipo RS-1N y RS-2N. Entre sus características se encuentra:

Tabla 6 Características del perno utilizado

Largo total (mm)	Largo efectivo (mm)	Diámetro interno (mm)	Diámetro externo (mm)	Carga útil (kN)	Capacidad según regulaciones (kN)
1828	1749	16.43	18.25	170	< 100

Además, contaba con otros elementos (ver Figura 46), como, por ejemplo:

- Cámara de expansión de 36 mm, junto a una tuerca y tres hojas que se extienden al instalar el perno.
- Placa de apoyo, ubicada en el extremo del perno.
- Núcleo de perforación, diámetro interno de 38 mm y externo de 100 mm.



Figura 46 (izquierda a derecha: núcleo, cabeza del perno, torquímetro, hojas de la cámara de expansión, cámara armada, largo total del perno).

Una vez escogido el perno, se procedió a llevar a cabo el ensayo de deformación de este mediante el equipo de medición de carga, el cual contaba con cuatro celdas de carga y un cable de medición de tensión. Previo al desarrollo de la prueba se tuvo que preparar el perno, instalando la cámara de expansión en un extremo para luego introducirlo en el núcleo de perforación.

Después, a través de un gancho y una cadena, se mantuvo el núcleo en suspensión para encajarlo en el equipo de medición de carga (ver Figura 47). Luego, se ajustó el perno con una llave hexagonal (torquímetro) para aplicar el torque adecuado a la carga que se sometió el perno.

El torque inicial fue de 26 kN y posteriormente, con la llave, se alcanzaron los 200 kN de pretensión.

Se estableció una carga estática, la cual fue en incrementos de 10 kN, desde 0 hasta que el perno cediera por completo y/o se escuchara algún indicador. Así, se registró la deformación obtenida a raíz de la carga aplicada.



Figura 47 Perno instalado en el equipo de medición de carga (distintos ángulos).

3.2.5 ENSAYO DE PERMEABILIDAD

La permeabilidad del relleno fue determinada en el equipo que se puede observar en la Figura 48. Este aparato llamado permeámetro consiste en un tambor de metal, el cual tiene la particularidad de tener un cilindro externo e interno, además este último está equipado con un tamiz de 0.5 mm en el fondo sobre el que se coloca el material para luego calcular su permeabilidad.



Figura 48 Permeámetro usado para medir la permeabilidad.

El permeámetro fue llenado con arena, la cual se mezcló con agua en intervalos de 1000 g cada tres minutos hasta que se completa con 5000 g, esta mezcla simuló el relleno hidráulico y fue introducida en el cilindro interno. La muestra preparada se dejó reposar por una hora y luego se depositó agua, que pasó a través del relleno, hasta que el cilindro externo fue llenado un nivel 200 mm más alto que la superficie de la mezcla de relleno, además el exceso de agua se descargó mediante válvulas de salida. Posteriormente a la estabilización del flujo de agua, se dejó reposar el equipo hasta pasado 1 hora. Finalmente, el exceso de agua se reunió en un tubo de ensayo (ver Figura 49) durante 10 minutos, cuya cantidad representa el agua que atravesó el relleno en ese período de tiempo y se le analizó la temperatura y volumen.



Figura 49 Tubo de ensayo para medir la permeabilidad.

La permeabilidad del relleno se obtiene con la ecuación 12.

$$k = \frac{Q}{A \cdot T \cdot i \cdot (0.7 + \alpha \cdot t)} \quad (12)$$

Donde:

k , es la permeabilidad del relleno en cm/s.

Q , es el volumen de agua filtrada hacia el tubo de ensayo en cm³.

A , es el área del cilindro interior del equipo para obtener la permeabilidad en cm².

T , es el tiempo de medición (600 s).

i , es la caída hidráulica (1 mmH₂O)

t , es la temperatura del agua en el tubo de ensayo en °C.

α , es el cambio en la viscosidad del agua ante una variación de temperatura de 1°C y se expresa mediante la ecuación (13):

$$\alpha = 0.03 \cdot \left(\frac{1}{t-10}\right) \quad (13)$$

3.2.6 ENSAYO DE GRANULOMETRÍA

Este análisis se realizó con un tamiz de 0.1 mm como el mínimo y principal tamaño, el cual se usó para determinar la curva granulométrica de la arena utilizada para llenar la excavación luego de la explotación. El tamiz de 0.1 mm se eligió debido a que este tamaño de grano de arena puede producir que la tubería de transporte se obstruya.

Para determinar la cantidad de granos de arena bajo 0.1 mm se necesitó una preparación previa de la arena.

Se trabajó con arena debido a que es el tipo de relleno que se utiliza en la mina Polaca "Olkusz-Pomorzany" y se requieren conocer sus características principales.

En primer lugar, se introdujeron 1500 g de arena en un *bowl* de 1810 g de masa. Luego la arena fue colocada en un tamiz de 0.1 mm y un chorro de agua pasó a través de él mientras era sacudido (ver Figura 50).



Figura 50 Preparación de la muestra en tamiz de 0,1 mm.

A continuación, la arena fue introducida nuevamente en el *bowl* (ver Figura 51) y ambos fueron colocados en un horno a 105°C durante 24 horas para eliminar la humedad. Luego de este periodo, la arena y el *bowl* fueron pesados nuevamente y con la diferencia entre estos dos valores se obtuvo la cantidad de partículas bajo 0.1 mm en peso.



Figura 51 Arena dentro del *bowl* luego de su paso por el tamiz.

Para el análisis granulométrico, 1000 g de arena fueron introducidos en un set de 6 tamices, los cuales fueron pesados previamente y agitados en una tamizadora Ro Tap (Figura 52). Finalmente, cada tamiz se pesó nuevamente y con esta información, mediante la diferencia entre el peso de cada tamiz individualmente y la arena contenida de estos, se elaboró la curva granulométrica (ver anexo D).



Figura 52 Tamizadora Ro Tap.

3.2.7 ENSAYO DE COMPRESIBILIDAD

Para determinar la compresibilidad de la arena que se usa para rellenar las cavidades explotadas se llevó a cabo el siguiente ensayo de laboratorio donde se utilizaron unos instrumentos de metal llamados edómetros.

Los edómetros tienen forma cilíndrica y se seleccionaron tres de diferentes geometrías, que fueron llenados con arena y agua en proporción 1:1 para simular un relleno hidráulico aplicado en una mina subterránea. Las dimensiones de los edómetros se pueden observar en la Figura 53 y 54, además de una foto en terreno de estos en la Figura 55.

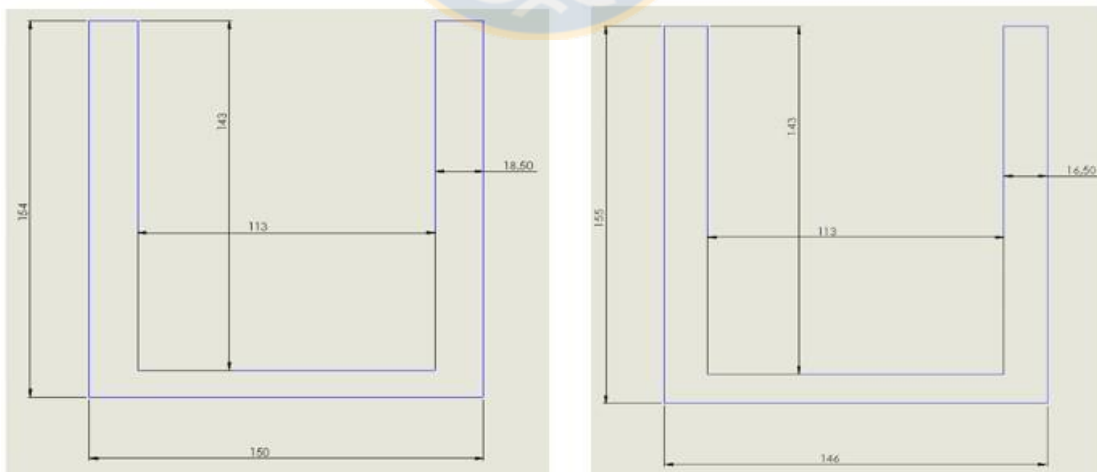


Figura 53 A la izquierda el edómetro N°3 y a la derecha el edómetro N°10 (unidades en mm).

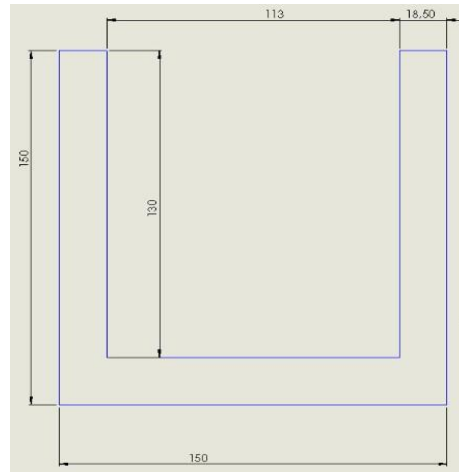


Figura 54 Edómetro N°7 (unidades en mm).



Figura 55 Edómetros N°3, 7 y 10.

A estas mezclas de agua y arena contenida dentro de los edómetros, se les aplicó una carga para aislar el contenido del exterior y fueron dejadas, por 24 horas, para reposar. Luego de este tiempo una prensa hidráulica aplicó carga progresiva de 0 kN hasta 160 kN y el desplazamiento vertical de la arena a través del edómetro fue medido con un reloj comparador micrómetro digital (ver Figura 56).



Figura 56 Reloj Comparador Micrómetro Digital.

Se calculó presión aplicada (σ) y también la compresibilidad (C) mediante las ecuaciones 14 y 15 respectivamente:

$$\sigma = \frac{1000 \cdot 4 \cdot F}{\pi \cdot d^2} \quad (14)$$

Donde:

σ , es la resistencia a la compresión en MPa.

F , es la fuerza máxima en kN.

d , es el diámetro interno del edómetro en mm.

$$C = \left(\frac{H_0 - H_e}{H_0} \right) \cdot 100 \quad (15)$$

Donde:

C , es la compresibilidad en %.

H_0 , es la diferencia entre la altura interna del edómetro (h) y la disminución de la altura de la columna de arena contenida en el edómetro luego de la compresión de la carga inicial (De).

$$H_0, (h_i - De)$$

H_e , es la diferencia entre H_0 y la compresión medida en el reloj comparador micrómetro digital.

$$H_e, (h_i - \Delta l)$$

3.3 DETERMINACIÓN DE PARÁMETROS GEOMECÁNICOS

3.3.1 CARACTERÍSTICAS DE LA ROCA EN LA ZONA MINERALIZADA

A partir de muestras de Dolomita de la mina Pomorzany se obtuvieron diversos ejemplares, mediante el uso de una perforadora extractora de testigos (ver Figura 54). Éstos dieron el inicio a una serie de experimentos con los cuales se determinaron algunos parámetros geo mecánicos (resistencia a la compresión, a la tensión, Módulo de Young y Coeficiente de Poisson).

Una vez conseguidos los 17 testigos, se tuvo la siguiente configuración: del testigo "1" al "5" se estudió la resistencia a la compresión, del testigo "6" al "10" se analizó la resistencia a la tensión (método Brasil) y del testigo "I" al "VII" se determinó el Módulo de Young y el coeficiente de Poisson (ver Figura 57). Para cada uno de ellos se recopiló la siguiente información: dimensiones (diámetro y altura en mm), masa (en gramos) y carga máxima (en kN).



Figura 57 Obtención de muestras (izquierda: perforadora, centro y derecha: testigos).

De esta forma, se obtuvieron los siguientes resultados (ver detalle de cálculo en Anexo B):

Tabla 7 Parámetros geo mecánicos de las muestras de dolomita (promedios).

UCS (Mpa)	Resistencia a la tracción (Mpa)	Módulo de Young (Mpa)	Coeficiente de Poisson
106.83	38.94	28877.14	0.23

3.3.2 CARACTERÍSTICAS PERNOS

Con 200 kN de pretensión (el ensayo no considera lechada ni resina), y teniendo en cuenta lo débil que es el macizo rocoso, se observó que el perno cayó sin “interrupción” y no se rompió, si no que se deformó la celda y se liberó el perno, saliendo del núcleo y deformándose las hojas de la cámara de expansión, las cuales se curvaron. Si el macizo fuera más rígido, estas hojas no se deformarían (ver Figura 58).

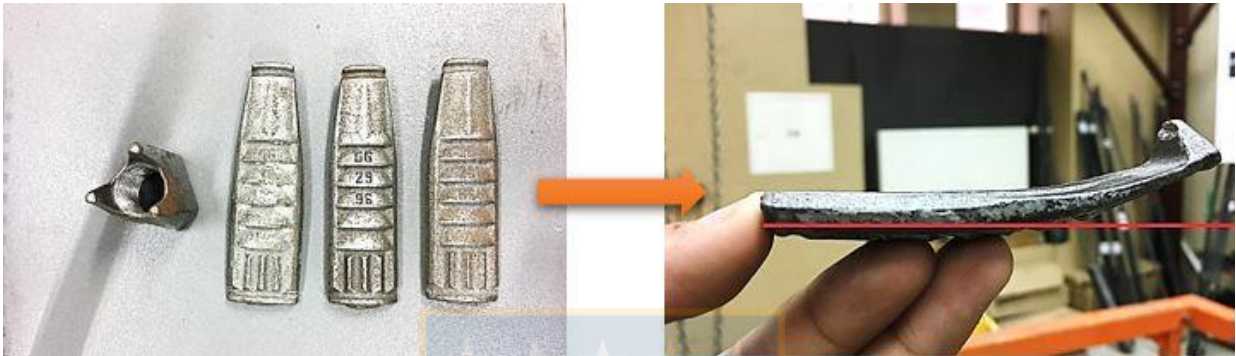


Figura 58 Hojas de la cámara de expansión (izquierda: inicio del ensayo, derecha: final).

Además, se registró la deformación obtenida tras aplicar la carga en incrementos de 10 kN, la cual es presentada en el siguiente gráfico:

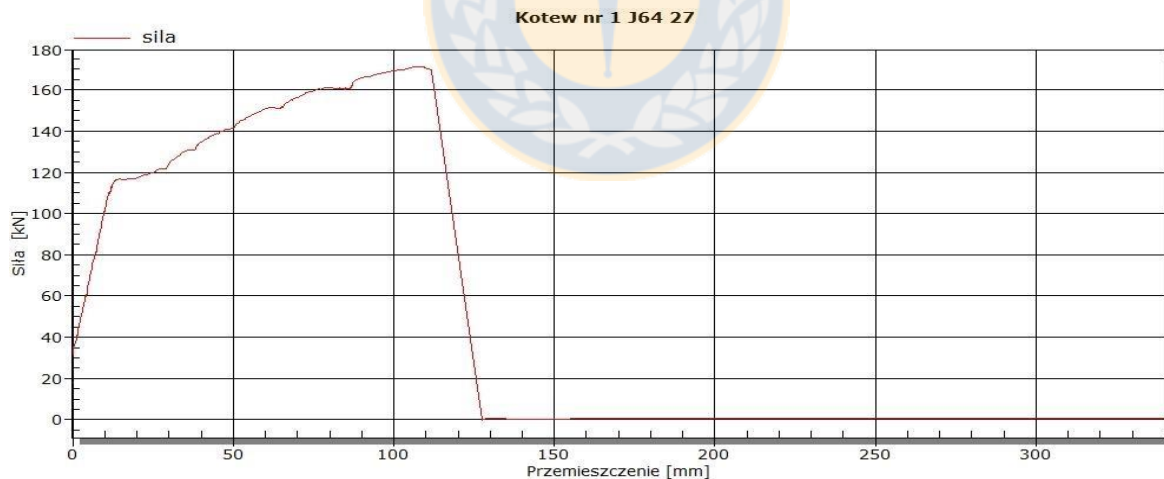


Figura 59 Deformación del perno de anclaje mecánico en función de la carga.

Se consideró el hecho que se alcanzaron dos regiones de deformación, la zona elástica y la zona plástica, las cuales se diferenciaron por el cambio en la curvatura en el punto más alto de inflexión (sin tomar en cuenta el punto de ruptura o deformación del perno). Para este gráfico, dicho punto fue la carga de 100 kN, lo que significó que bajo éstos el perno se deformó elásticamente

(comprobando que la carga mínima requerida por el perno para actuar es de 100 kN, según indicaciones del fabricante).

La carga máxima alcanzada, en la cual el perno falló, fue de 170 kN (momento en que el gráfico descendió hasta 0 kN y demostrando lo establecido en el catálogo del perno respecto a su resistencia). Debido a la máxima carga, se obtuvo un *Strength Factor* de 1.7 (rango seguro de uso para el caso de elementos de refuerzo).

3.4 PROCEDIMIENTO DE TRABAJO

3.4.1 IDENTIFICACIÓN DE ZONA DE DAÑO PARA LAS CONFIGURACIONES DE ESTUDIO

En este capítulo se explican los pasos para establecer el largo mínimo del perno (según la zona de daño). Una vez efectuados los ensayos, se procedió a analizar los resultados mediante los *softwares* Roclab y Examine 3D, los cuales permitieron la parametrización de la zona dañada de la excavación. Para esto se utilizó el criterio de Hoek and Brown para estimar los parámetros equivalentes de Mohr-Coulomb (cohesión y ángulo de fricción) y parámetros del macizo rocoso (resistencia a la tracción, resistencia a la compresión uniaxial, resistencia global y módulo de deformación) en orden para determinar las características geotécnicas de la masa rocosa (su resistencia a la falla bajo esfuerzos efectivos).

Se analizaron dos configuraciones: 1 solo cruce lateral y 2 cruces laterales ya que fueron las estructuras que se encontraron a lo largo del desarrollo de la operación minera (ver Figura 60).

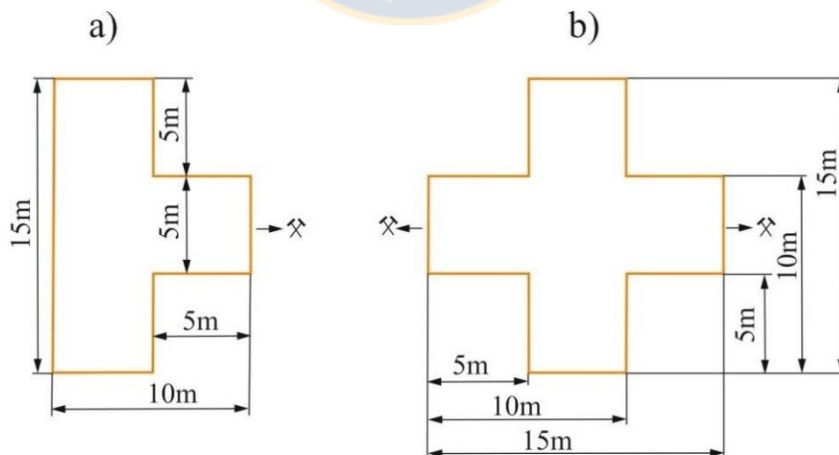


Figura 60 Configuraciones modeladas (izquierda: un solo cruce, derecha: dos cruces).

Por lo tanto, los parámetros de entrada fueron los siguientes:

Tabla 8 Parámetros de entrada de la simulación numérica.

D	Cs	mi	E (MPa)	F/v	Profundidad (m)	v	GSI
0.80	30	9	30000	0.03	100	0,24	60

Donde:

D , es el factor de perturbación que representa el estado de la roca (sin unidad de medida).

C_s , es la compresibilidad de la roca en MPa, también expresado como la fuerza de compresibilidad uniaxial intacta (σ_{ci}) en Roclab.

m_i , es el tipo de roca (adimensional).

E , es el módulo de Young en MPa.

F/v , es la densidad de la roca en MN/m³.

ν , es el coeficiente de Poisson (adimensional).

Profundidad, es la ubicación de la mina desde la superficie en m.

Algunos de estos valores fueron dados empíricamente, como es el caso del parámetro D y m_i .

Los parámetros de esfuerzo corresponden al campo de esfuerzos *in-situ* (σ_1 , σ_2 y σ_3) los cuales están dados por: densidad de roca y profundidad, obteniendo un valor inicial de 2.5 MPa para los tres esfuerzos.

3.4.2 DISEÑO MINERO

En este capítulo se detallan los parámetros geométricos de las excavaciones de todos los subniveles, así como su secuencia de extracción y las condiciones del terreno en donde está ubicado el material que se desea extraer.

El diseño que se evaluó en este proyecto está basado en una disposición usual en las minas de Polonia y también estudiada en publicaciones recientes [55]. Este consiste en una combinación de dos métodos de explotación como lo son Room and Pillar y Shortwall Mining.

La zona que contiene el mineral está ubicada, aproximadamente, a 85 m de profundidad, desde esta distancia el cuerpo mineralizado tiene una potencia de 22 metros. Para explotar este material se realiza una división en 4 subniveles verticales, de los cuales el inferior es explotado mediante Room and Pillar y los restantes mediante Shortwall Mining. Sin embargo, antes de acceder a un nivel superior se rellena la labor inferior la cual sirve como base para la explotación posterior.

3.4.3 DEFINICIÓN DE ESCENARIOS

En este capítulo se analizó un caso base, el cual consideraba el uso de pernos de anclaje mecánico en el techo de todas las excavaciones y relleno hidráulico en las excavaciones de Shortwall Mining.

Se realizó un modelamiento numérico del caso base y luego se plantearon variaciones con dos enfoques distintos. El primero consiste en el estudio de la aplicación de diferentes tipos de pernos manteniendo fijo el relleno hidráulico del caso base. El segundo punto de vista considera la variación del tipo de relleno manteniendo fijo el tipo de perno de anclaje mecánico.

Sin embargo, todos los escenarios que se evaluaron (caso base y variaciones) mantuvieron siempre constante el tipo de relleno empleado en el primer subnivel de Room and Pillar, el cual se conoce como concreto EPS (ver Figura 61)



Figura 61 Concreto EPS [56].

La razón del uso de concreto EPS es debido a las características del Room and Pillar, ya que entre cada excavación se encuentran pilares espaciados a sólo 5 metros entre ellos. Puesto que existe una diferencia entre la rigidez de las paredes de la roca caja y el relleno que usualmente se utiliza en minería, se produce un efecto de arqueamiento en las paredes de la excavación [27]. A causa de esto, el relleno falla y se generan deformaciones que pueden afectar a las excavaciones adyacentes, además el gran número de excavaciones y pilares intensifican este efecto por lo que se requiere un relleno más resistente y con características especiales (como, por ejemplo, un módulo de Young determinado) [48].

Finalmente, a los escenarios óptimos, ya sea en el escenario de pernos como de relleno, se les aplicó una variación de la extensión de la excavación, para simular el efecto de esta modificación en sus características principales como el estado de esfuerzos y el *Strength Factor*.

3.4.4 ESTUDIO DE LA VARIACIÓN DE LA GEOMETRÍA PARA LA MEJOR OPCIÓN

En este capítulo se analizó el efecto sobre las excavaciones al variar la geometría de la mejor opción, específicamente al disminuir y aumentar la extensión de la operación. Los resultados sobre este estudio se basaron en el estado de esfuerzos, y el *Strength Factor* para cada enfoque.

3.4.5 MODELAMIENTO NÚMÉRICO DE LA MEJOR COMBINACIÓN DE FORTIFICACIÓN USANDO PERNOS CON LECHADA DE CEMENTO Y RELLENO CEMENTADO

Finalmente se realiza el modelamiento numérico completo de la mejor combinación de fortificación usando pernos con lechada de cemento y relleno cementado. Esta simulación considera el análisis del estado de esfuerzos principales (σ_1 y σ_3), *Strength Factor*.



4. IDENTIFICACIÓN DE ZONA DE DAÑO PARA LAS CONFIGURACIONES DE ESTUDIO

Tabla 9 Valores aproximados de salida entregados por Roclab.

Criterio Hoek-Brown			Arreglo Mohr-Coulomb		Parámetros macizo rocoso			
mb	s	a	Cohesión	Ángulo fricción	Resistencia tracción	UCS	Resistencia global	Módulo deformación
0.83	0.01	0.50	0.96	48	-0.31	5.22	13.73	10669

Los valores de la Tabla 9 fueron introducidos en el *software* Examine 3D, con el cual se simularon ambos casos de estudio y se obtuvieron imágenes de las zonas de destrucción (ver Figura 62 y 63).

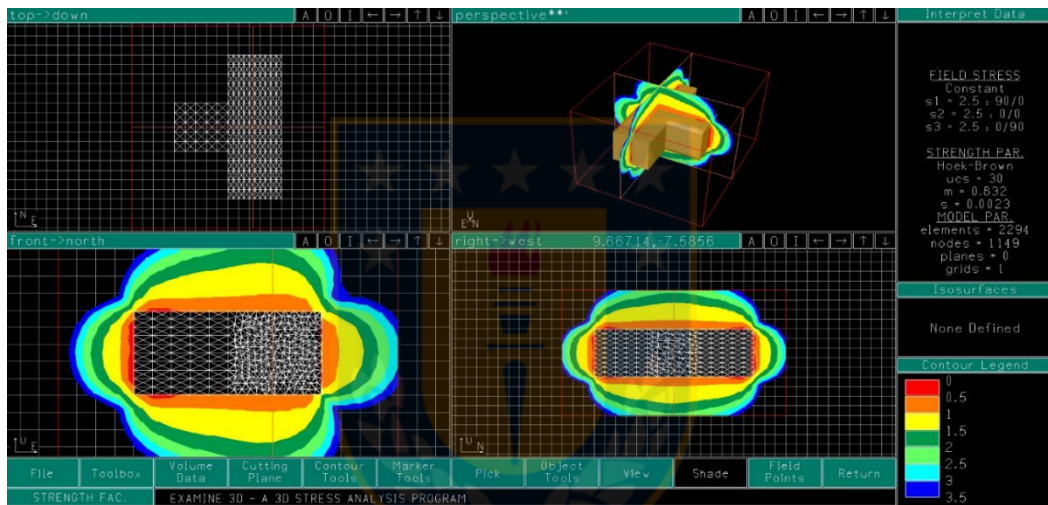


Figura 62 Un solo cruce lateral. Simulación de la zona de deformación.

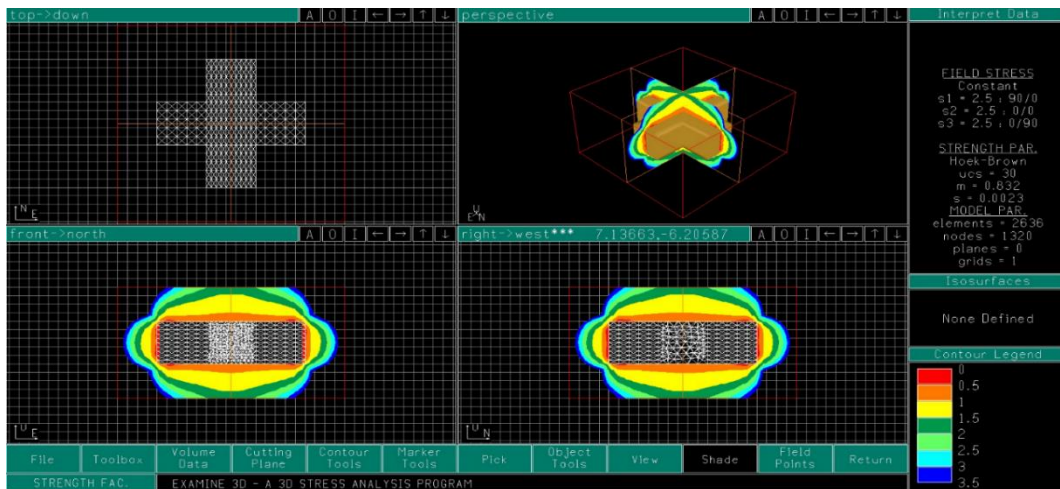


Figura 63 Dos cruces laterales. Simulación de la zona de deformación.

La escala de colores representaba el *Strength Factor*, en donde las tonalidades cálidas significaban los peores escenarios. Así, se tuvo una zona de mayor daño de 0.8 m sobre el techo de la excavación. Y de acuerdo con estándares polacos, los pernos deben ser fijados, al menos, 0.3 m sobre la zona inestable. Por lo tanto, el largo total del perno tuvo que ser, como mínimo, 1.1 m. Éste fue aproximado a 1.5 m (ver Figura 64).

En el caso de dos cruces laterales, se observó una mayor zona de deformación (1.12 m desde el techo de la galería, (ver Figura 65, producto de los trabajos desarrollados al mismo tiempo en ambas direcciones. Y considerando la holgura tras la zona de destrucción, el largo del perno mínimo fue 1.4 m (lo cual se aproximó a 1.5 m), con una malla de pernos de $1.2 \cdot 1.2$ m.

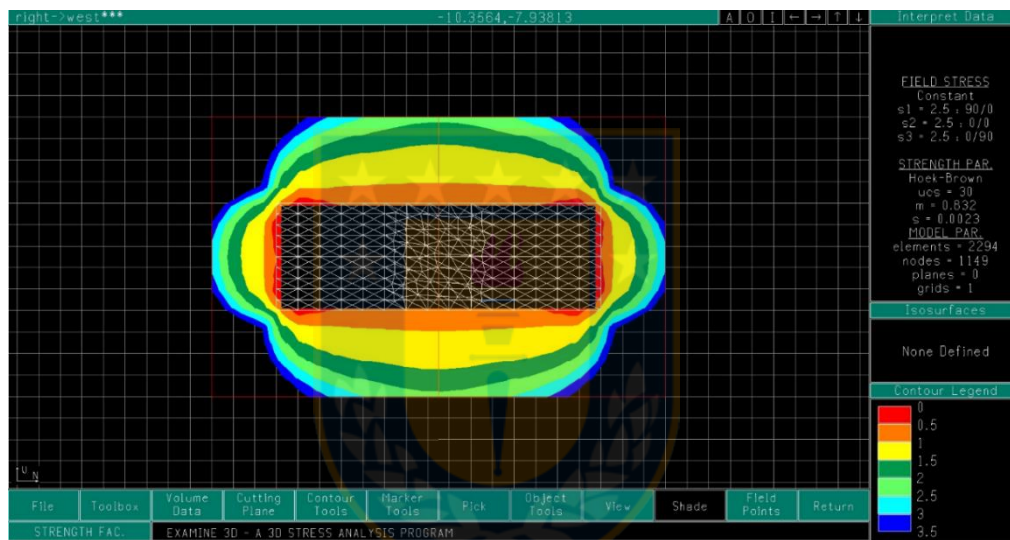


Figura 64 Un cruce lateral. Simulación de la zona de deformación (detalle, vista de perfil).

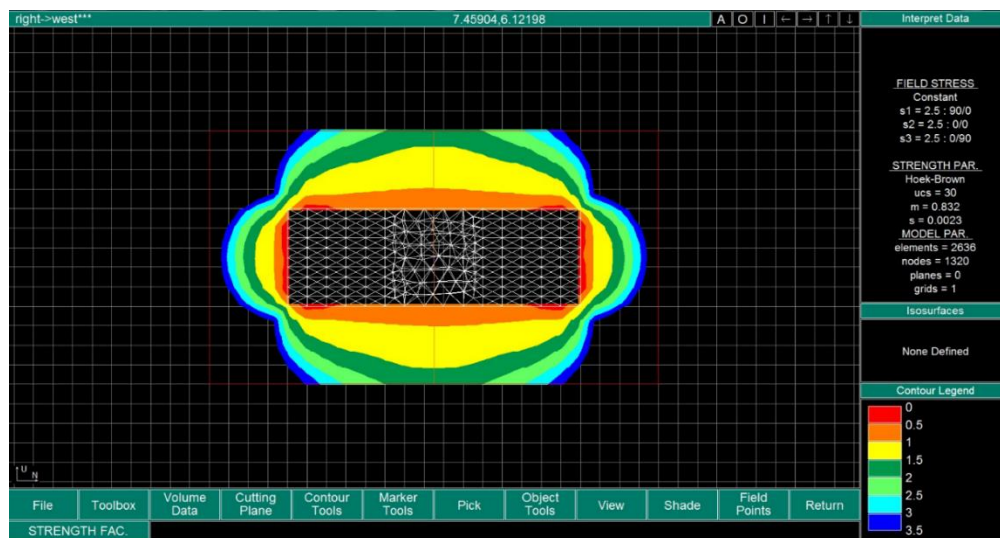


Figura 65 Dos cruces laterales. Simulación de la zona de deformación (detalle, vista de perfil).

5. DISEÑO MINERO

5.1 DIMENSIONAMIENTO ROOM AND PILLAR

Las dimensiones que se escogieron para el Room and Pillar considera excavaciones cuadradas de 5 metros de lado y pilares de 4-5 metros. La extensión del método abarca 7 excavaciones laterales lo que significa un total de 59 metros. En la Figura 66 se puede observar un modelo con vista en planta de la disposición de la extracción y futuro relleno, así como también la dirección de avance.

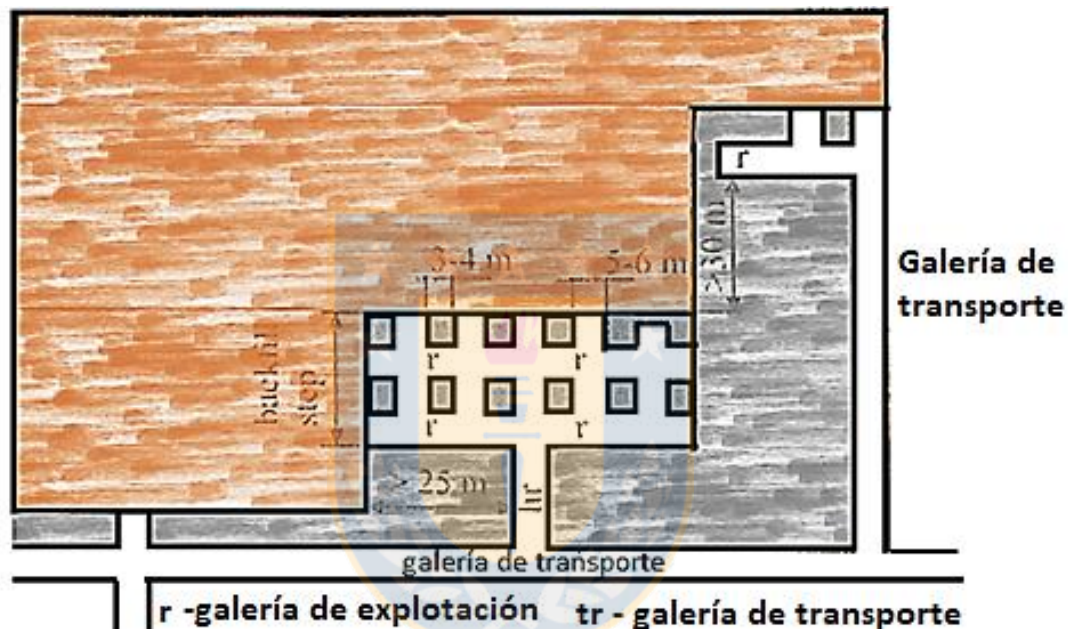


Figura 66 Room and Pillar (imagen referencial, vista en planta).

5.2 DIMENSIONAMIENTO SHORTWALL

El caso de Shortwall es muy similar al de Room and Pillar ya que las alturas de las excavaciones son las mismas. Sin embargo, en el caso del primero fue considerada solo una excavación por subnivel con una extensión de 59 metros, situando perfectamente este método por sobre el que se menciona anteriormente. Al igual que el caso anterior se puede apreciar en la Figura 67 la dirección de avance y disposición de las nuevas excavaciones.

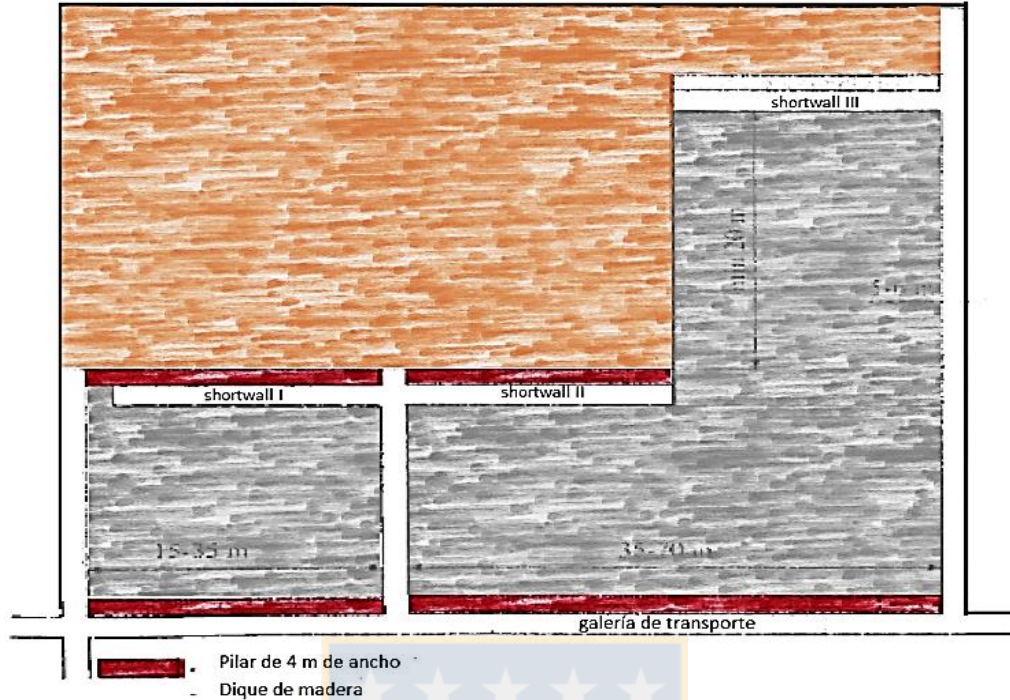


Figura 67 Shortwall Mining (imagen referencial, vista en planta).

5.3 SECUENCIAMIENTO Y CONDICIONES DEL TERRENO

El secuenciamiento del caso base se realizó en 8 etapas, claramente diferenciadas:

- Etapa 1: Extracción del primer subnivel mediante Room and Pillar e instalación de los pernos de anclaje mecánico.
- Etapa 2: Relleno del primer subnivel con concreto EPS.
- Etapa 3: Extracción del segundo subnivel mediante Shortwall Mining y posterior instalación de pernos de anclaje mecánico.
- Etapa 4: Relleno del segundo subnivel con relleno hidráulico.
- Etapa 5: Extracción del tercer subnivel mediante Shortwall Mining y posterior instalación de pernos de anclaje mecánico.
- Etapa 6: Relleno del tercer subnivel con relleno hidráulico.
- Etapa 7: Extracción del cuarto subnivel mediante Shortwall Mining y posterior instalación de pernos de anclaje mecánico.
- Etapa 8: Relleno del cuarto subnivel con relleno hidráulico.

En la etapa 2 se rellenó con concreto EPS, un material liviano con buenas características geomecánicas [48], que evitan ciertos problemas, que generan los rellenos de minería subterránea

usuales, como la falla de las excavaciones rellenas especialmente en el subnivel inicial de Room and Pillar.

Las condiciones del terreno son muy particulares ya que cuenta con una gran variedad de tipos de rocas, cada una con sus características y propiedades. El cuerpo mineralizado se encuentra ubicado aproximadamente a 85 metros de profundidad, el cual se compone principalmente de dolomita como roca caja. En la Figura 68 se puede apreciar los distintos parámetros del modelo, compuesto en su zona más superficial de 40 metros de arenisca, el siguiente estrato consta de una combinación de arcillas y dolomita con una potencia de 23 metros, luego la zona mineralizada mencionada anteriormente de 23 metros, más abajo se encuentra una capa de dolomita de 26 metros y finalmente una extensa zona de 44 metros de arenisca.

En el centro del modelo se encuentran las excavaciones, con las futuras cavidades a realizar.

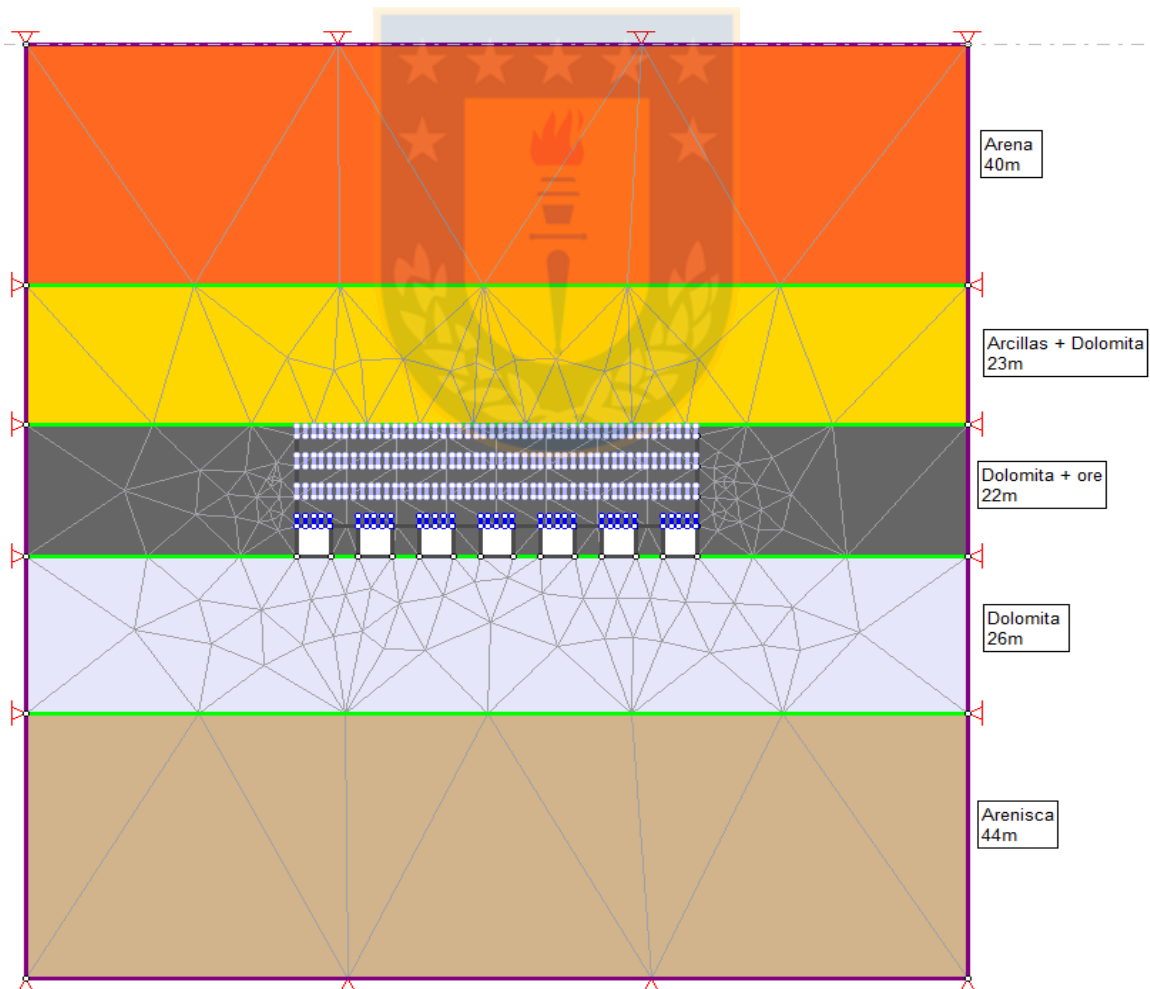


Figura 68 Condiciones del terreno.

6. DEFINICIÓN DE ESCENARIOS

6.1 PARAMETROS DEL CASO BASE

Los materiales determinados para el modelamiento numérico del caso base son la roca caja, zona mineralizada, relleno hidráulico, concreto EPS y pernos de anclaje mecánico. Para simular los diferentes tipos de roca caja se utilizó el criterio de falla de Hoek and Brown generalizado [57] y para el comportamiento del relleno hidráulico y concreto EPS se empleó el criterio de falla de Mohr Coulomb [58]. Los parámetros geomecánicos de los materiales de la roca caja y relleno (hidráulico y concreto EPS) se muestran en la Tabla 10 y 11 respectivamente.

Tabla 10 Roca caja ingresados en RS2.

Material	E (MPa)	Poisson (ν)	GSI	UCS (MPa)	m_i	Factor de perturbación (D)	Tipo de material	Elemento inicial de carga
Arena	15000	0.30	35	75	16	0	Elástico isotrópico	Solo campo de esfuerzos
Arcillas +dolomita	13000	0.40	35	35	4	0	Elástico isotrópico	Solo campo de esfuerzos
Dolomita + mena	30000	0.24	60	100	10	0.8	Elástico isotrópico	Solo campo de esfuerzos
Dolomita	10000	0.20	35	120	11	0	Elástico isotrópico	Solo campo de esfuerzos
Arenisca	40000	0.25	35	75	9	0	Elástico isotrópico	Solo campo de esfuerzos

Los parámetros de los materiales de la Tabla 10 se obtuvieron a partir de la base de datos del *software* RS2. Sin embargo, para la “Dolomita + mena”, se determinaron a través del procedimiento de laboratorio del capítulo 3, los cuales se aproximaban bastante a los valores de la bibliografía [59]. En consecuencia, se seleccionaron los parámetros de la bibliografía antes mencionada.

Tabla 11 Parámetros tipos de relleno ingresados en RS2, Caso base

Relleno	E (MPa)	Poisson (ν)	ρ (MN/m ³)	Φ (°)	C (MPa)	σ_t (MPa)
Hidráulico	100	0.25	0.027	35	0.10	0.15
Concreto EPS	11000	0.35	0.027	35	0.80	1.38

Para todos los tipos de relleno (hidráulico, concreto EPS, cementado y es pasta) el tipo de material considerado fue elástico isotrópico y el elemento inicial de carga corresponde a campos de esfuerzos y fuerza volumétrica.

El modelo se considera elástico debido a que el enfoque se encuentra en la estabilidad y no en el desplazamiento ni deformación. Es por esto por lo que las características más relevantes en la simulación son el campo de esfuerzos y el *Strength Factor*.

Los parámetros escogidos para el relleno hidráulico se obtuvieron de la bibliografía [27], de la misma forma para el concreto EPS, se adquirieron los valores desde la referencia [48].

El concreto EPS sólo se detalla en la Tabla 11, debido a que se usa en todos los casos y sus parámetros no varían.

Además, se detallan los parámetros de los pernos usados, los cuales se extrajeron de la bibliografía [60-63] (ver Tabla 12 y 13).

Tabla 12 Parámetros tipos de perno ingresados en RS2, Caso base.

Tipo de perno	Diámetro (mm)	E (Mpa)	Capacidad de tensión (MN)	Longitud (m)	S (m)
Anclaje mecánico	60	193000	800	1.80	1.20

6.2 PARÁMETROS DE LA VARIACIÓN DE ESCENARIOS ENFOQUE PERNOS

Para las variaciones del caso base en el enfoque de pernos, se consideró el uso de pernos con lechada, de cable plano y Swellex. Además, se estudió el efecto de la variación del diámetro, longitud y espaciamiento del patrón de pernos, los cuales se presentan en la Tabla 13 y 14.

Tabla 13 Parámetros variaciones de tipo de perno ingresados en RS2.

	Con lechada	Cable plano	Swellex
Diámetro (mm)	60	60	60
E (Mpa)	40000	188000	210000
Capacidad de tensión/peak (MN)	1060	5	900
Espaciamiento (m)	1.20	1.20	1.20
Razón agua-cemento	-	0.45	-
Área tributaria (mm ²)	-	-	326.25
Resistencia de enlace (MN/m)	-	-	0.12
Rigidez al corte (MN/m/m)	-	-	75

Tabla 14 Parámetros variaciones características del tipo de perno ingresadas en RS2.

	--	-	Caso base	+	++
Diámetro (mm)	20	40	60	80	100
Longitud (m)	0.90	1.35	1.80	2.25	2.70
Espaciamiento (m)	0.84	1.02	1.20	1.38	1.56

En la Tabla 14 se aprecia que, para las variaciones de parámetros, se consideró un porcentaje de las características del caso base (en aumento para la derecha y en descenso hacia la izquierda).

6.3 PARÁMETROS DE LA VARIACIÓN DE ESCENARIOS ENFOQUE RELLENO

Para las variaciones del caso base en el enfoque de relleno, se consideró el uso de relleno cementado y en pasta, los cuales se expresan en la Tabla 15. Estos valores se consiguieron de la bibliografía [64] para el caso de relleno cementado y [65] para el relleno en pasta.

Tabla 15 Parámetros relleno cementado y en pasta para variación en enfoque relleno

Relleno	E (MPa)	Poisson (ν)	ρ (MN/m ³)	Φ (°)	C (MPa)	σ_t (MPa)
Cementado	500	0.25	0.03	35	0.40	0.20
En Pasta	1100	0.17	0.03	39	0.21	0.33

7. ANÁLISIS GEOMECÁNICO EN RS2

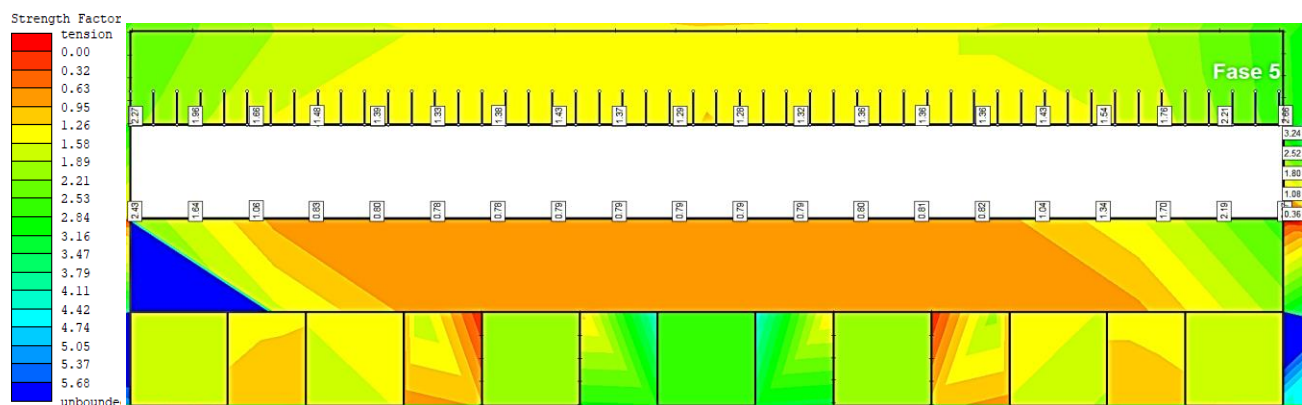
Se realizó el análisis geo mecánico mediante simulaciones del comportamiento de la operación al momento de la extracción del mineral. Este proceso se llevó a cabo con el *software* RS2 de Rocscience, con el cual es posible desarrollar un modelamiento numérico para el análisis del campo de esfuerzos, y el *Strength Factor* a medida que avanzan las 8 fases de la explotación propuestas anteriormente. El modelo se considera gravitacional, ubicado a 85 metros de la superficie. En la Tabla 16 se observan las presiones ejercidas por cada tipo de roca. Para sintetizar los resultados del modelamiento numérico, solo se presentan las simulaciones de las algunas etapas impares (excavaciones sin fortificación), las cuales son las fases 5 y 7, debido a que estos períodos son los de mayor debilidad en materia de seguridad y son los más relevantes. Debido a que para todos los casos evaluados se consideró rellenar la excavación del primer subnivel de Room and Pillar con concreto EPS, es que las fases 1, 2 y 3 son iguales en sus resultados y solo se muestran en los anexos E junto a las otras simulaciones restantes. Cabe destacar que todos los resultados representan una vista en perfil.

Tabla 16 Esfuerzo gravitacional de cada tipo de roca

Tipo de roca	Densidad (MN/m3)	Profundidad promedio (m)	Esfuerzo (MPa)
Arena	0.027	20	0.54
Arcilla	0.027	31.50	0.85
Dolomita+mena	0.027	42.50	1.15
Dolomita	0.027 </td <td>55.50</td> <td>1.50</td>	55.50	1.50
Arenisca	0.027	77.50	2.09

7.1 MODELAMIENTO NUMÉRICO DEL CASO BASE

Los resultados del modelamiento numérico del caso base (*Strength Factor*) considerando el uso de relleno hidráulico y pernos de anclaje mecánico se muestran a continuación (ver Figura 69).



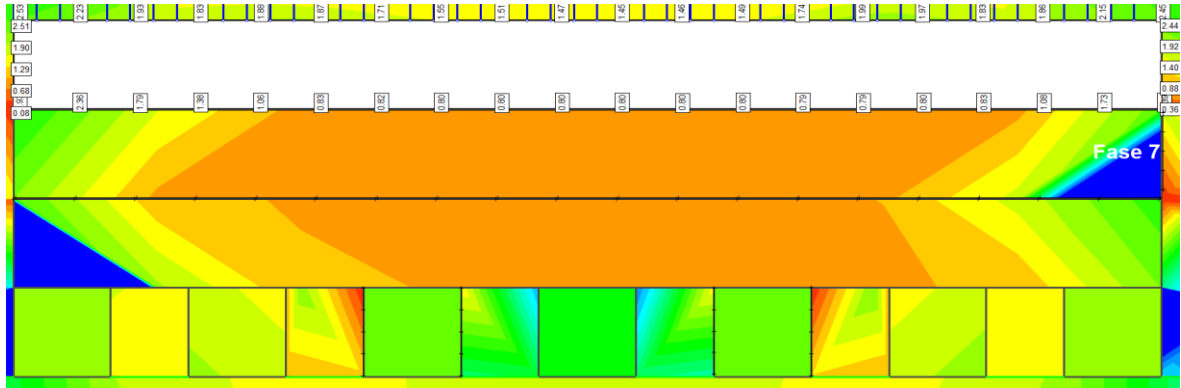


Figura 69 Secuencia del modelamiento numérico del caso base (*Strength Factor*).

En la figura 66 se puede observar que se generaron zonas de inestabilidad (Fase 5 y 7) alrededor de las excavaciones, principalmente en las paredes y piso de estas. En el caso del *Strength Factor* bajo 1 o también llamadas las zonas de debilidad, son poco representativas en el caso de las paredes, ya que abarca un área muy reducida. Sin embargo, en el caso del piso esta zona vulnerable abarca casi toda la extensión y es mucho más característico que el caso anterior. En base a esta información se comparó, en los capítulos siguientes, diferentes tipos de pernos y relleno siguiendo la metodología que se señaló en el documento.

7.2 MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LAS VARIACIONES DEL TIPO DE PERNOS

En el estudio se analizaron tres variaciones en el tipo de perno, manteniendo el relleno hidráulico escogido para el caso base, que fueron el perno cementado (también conocido como con lechada de cemento), el perno de cable plano y el perno tipo Swellex, junto a la evaluación del cambio de parámetros del perno (diámetro, longitud y espaciamiento). En la simulación se muestra sólo el parámetro de *Strength Factor* para las fases impares, pero en el Anexo F se detallan las fases pares.

7.2.1 MODELAMIENTO NUMÉRICO CON PERO CEMENTADO

En la Figura 70 se muestra el modelamiento numérico del perno cementado (*Strength Factor*) y relleno hidráulico.

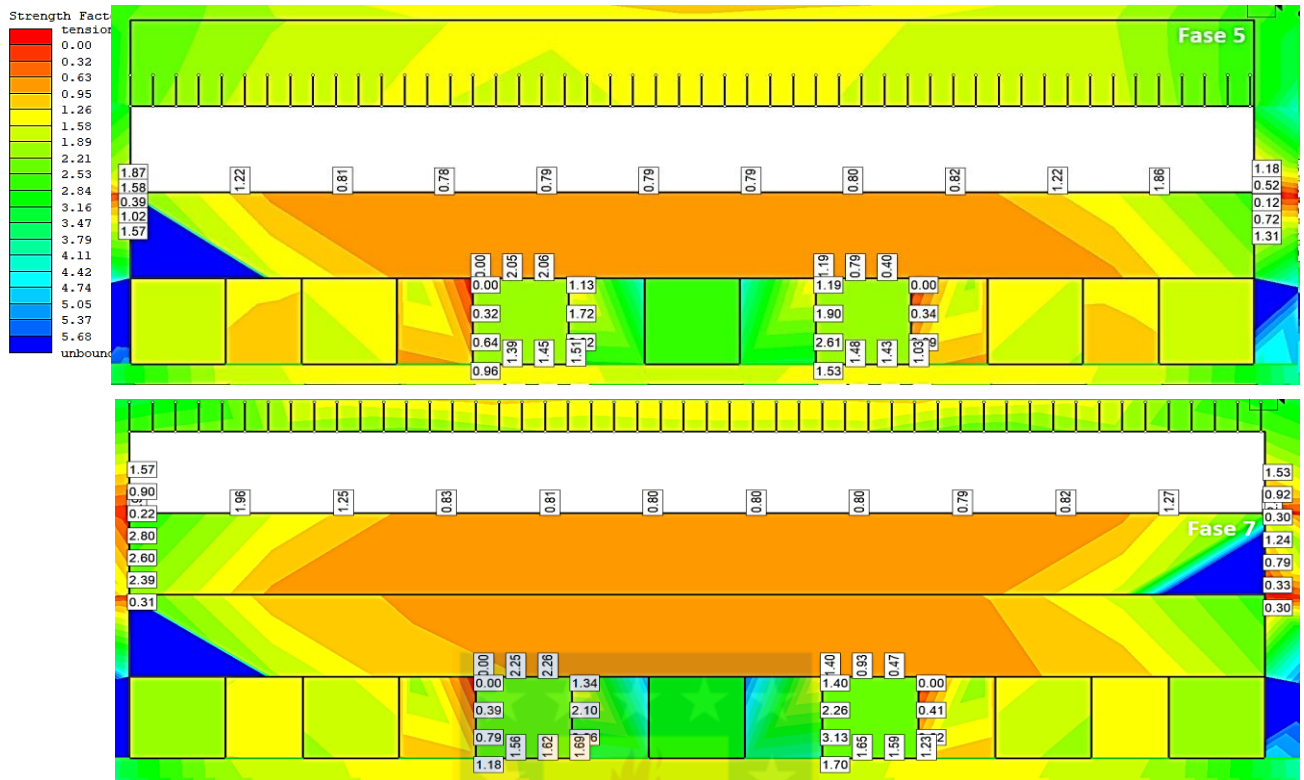
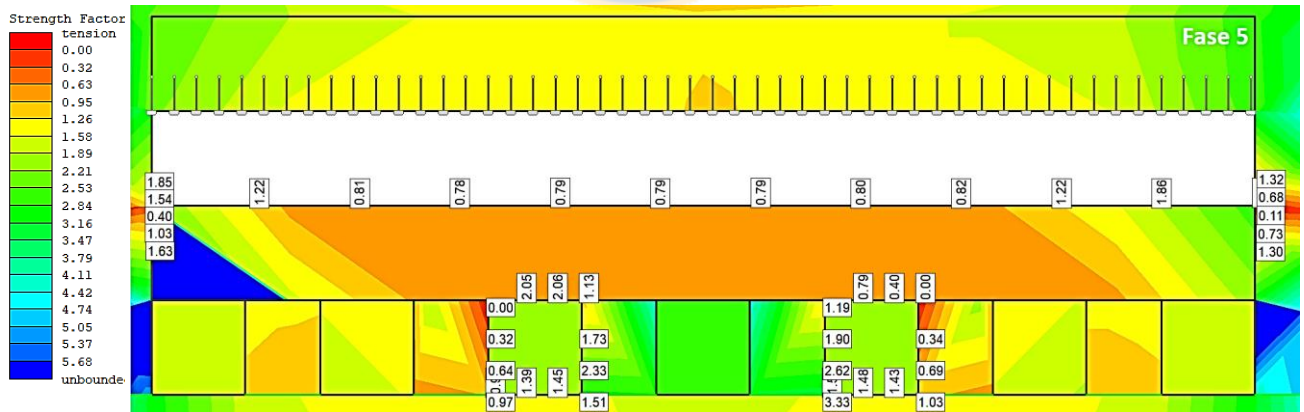


Figura 70 Secuencia del modelamiento numérico del perno cementado (*Strength Factor*).

7.2.2 MODELAMIENTO NUMÉRICO CON PERNO DE CABLE PLANO

En la Figura 71 se muestra el modelamiento numérico del perno de cable plano (*Strength Factor*) y relleno hidráulico.



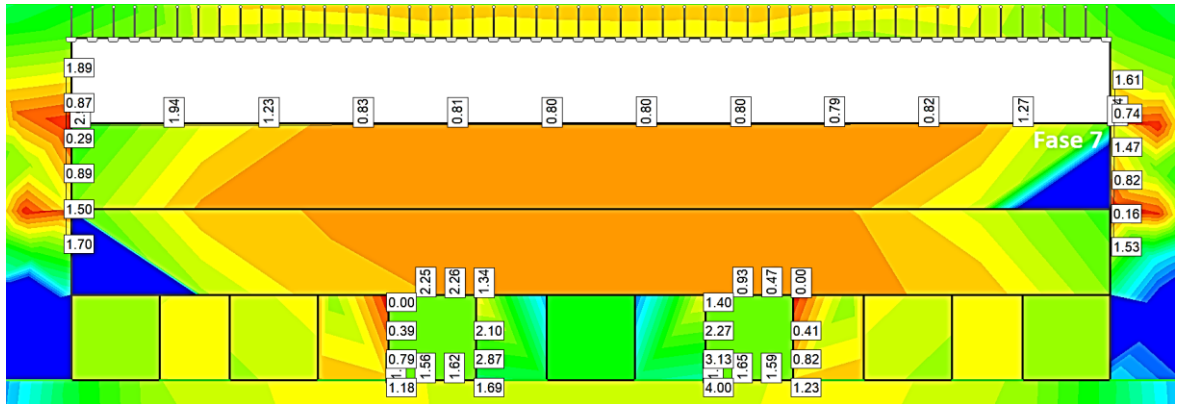


Figura 71 Secuencia del modelamiento numérico del perno de cable plano (*Strength Factor*).

7.2.3 MODELAMIENTO NUMÉRICO CON PERNO SWELLEX

En la Figura 72 se muestra el modelamiento numérico del perno Swellex (*Strength Factor*) y relleno hidráulico.

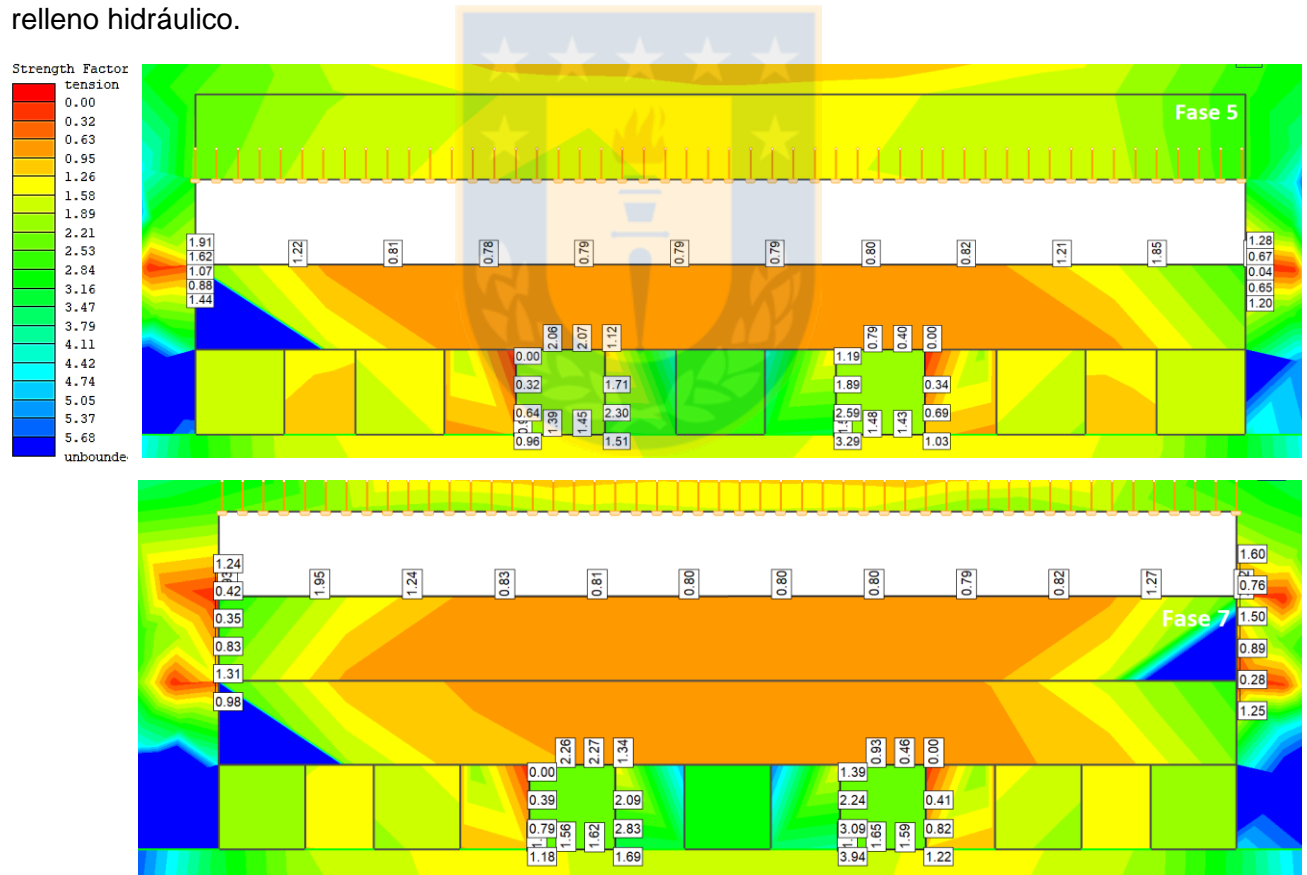


Figura 72 Secuencia del modelamiento numérico del perno Swellex (*Strength Factor*).

El resultado del modelamiento numérico usando los tres tipos de perno indicó que, a pesar de que todos tienen un rendimiento similar (en cuanto al *Strength Factor*), el perno cementado se adecua más a las condiciones del terreno (destacar el gran caudal de agua que la mina posee, siendo capaz de enfrentar dicho problema de forma correcta al evitar la corrosión de los pernos). Además, en la fase 7 del perno cementado, se observa una mayor tonalidad verde oscuro en el techo de la excavación, lo que refleja más estabilidad del macizo rocoso.

7.2.4 MODELAMIENTO NUMÉRICO CAMBIO DE CARACTERISTICAS DEL PERNO

En las Figura 73, 74 y 75 se muestra el modelamiento numérico del perno cementado (*Strength Factor*) variando el diámetro, la longitud y el espaciamento de este.

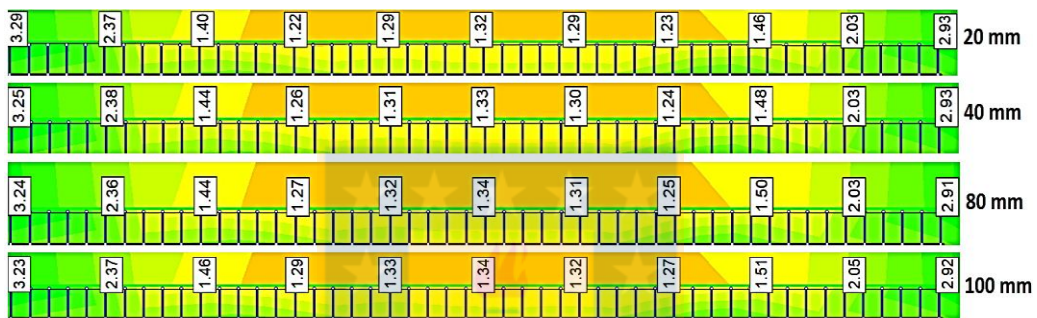


Figura 73 Strength Factor para la fase 7 tras variar el diámetro del perno.



Figura 74 Strength Factor para la fase 7 tras variar la longitud del perno.

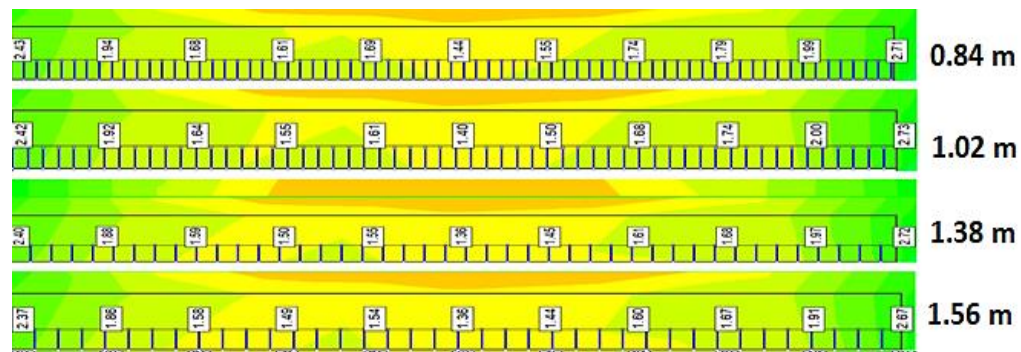


Figura 75 Strength Factor para la fase 7 tras variar el espaciamento del perno.

El resultado del modelamiento numérico, tras variar las características del perno, indicó que un mayor diámetro, longitud y un menor espaciamiento generaron una mayor estabilidad del macizo rocoso, lo cual se reflejó en un mayor *Strength Factor* (ver dimensiones de las zonas verdes en las Figuras anteriores).

7.3 MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LAS VARIACIONES DEL TIPO DE RELLENO

En el análisis se estudiaron dos variaciones en el tipo de relleno manteniendo el perno de anclaje mecánico seleccionado para el caso base, estas variaciones fueron el relleno cementado y en pasta. En la simulación se muestra solo el parámetro de *Strength Factor*, pero en el Anexo F se detallan las fases restantes que no se mostraron en este capítulo.

7.3.1 MODELAMIENTO NUMÉRICO CON RELLENO CEMENTADO

En la Figura 76 se muestra el modelamiento numérico del relleno cementado (*Strength Factor*) y pernos de anclaje mecánico.

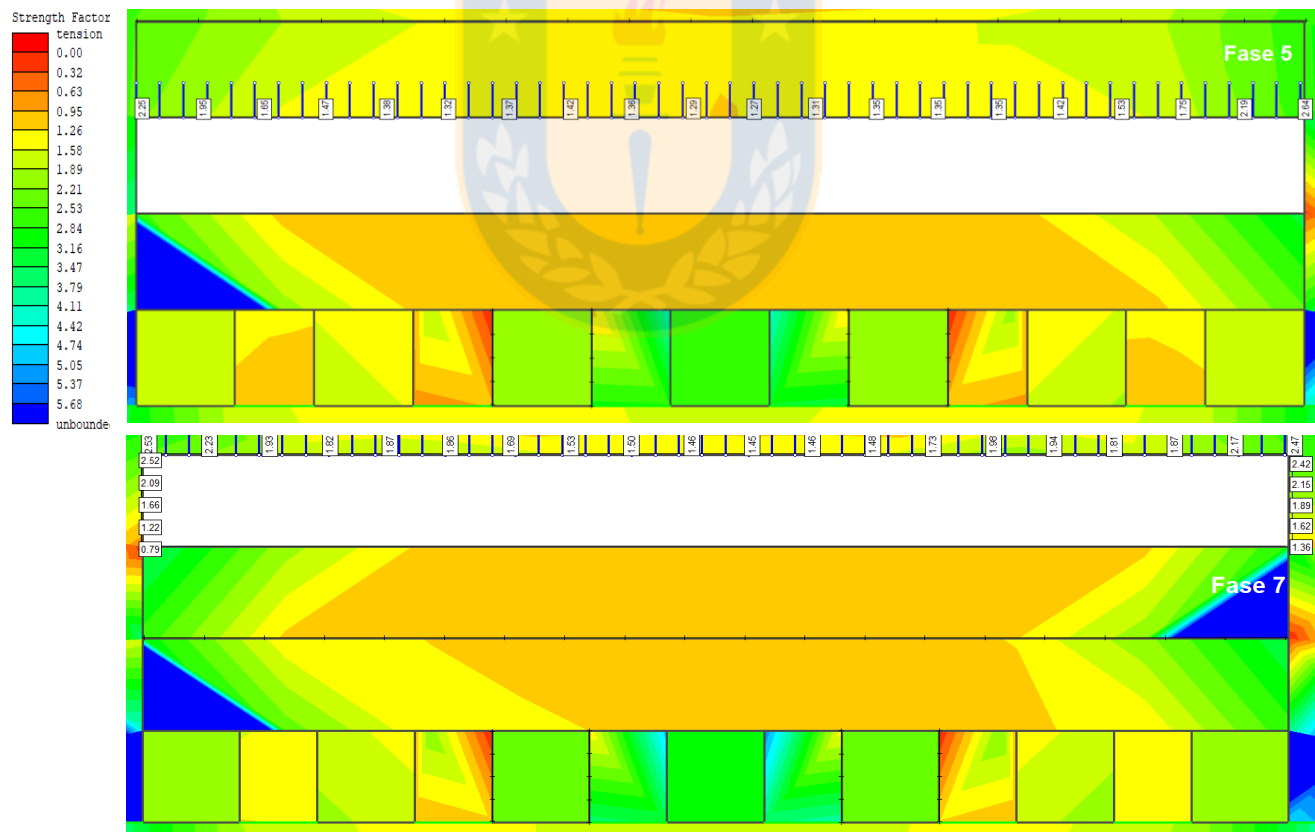


Figura 76 Secuencia del modelamiento numérico del relleno cementado (*Strength Factor*).

El resultado del modelamiento numérico usando relleno cementado entregó mejores resultados que el relleno hidráulico, esto se evidenció en el piso (zona más representativa) de las etapas 5 y 7, donde para el caso de relleno hidráulico alcanzó un rango del SF de 0.79-0.81 en las zonas críticas mientras que con el uso de relleno cementado este valor fue de 1.09-1.15.

7.3.2 MODELAMIENTO NUMÉRICO CON RELLENO EN PASTA

El modelamiento numérico usando relleno en pasta y pernos de anclaje mecánico se observa en la Figura 77 (*Strength Factor*).

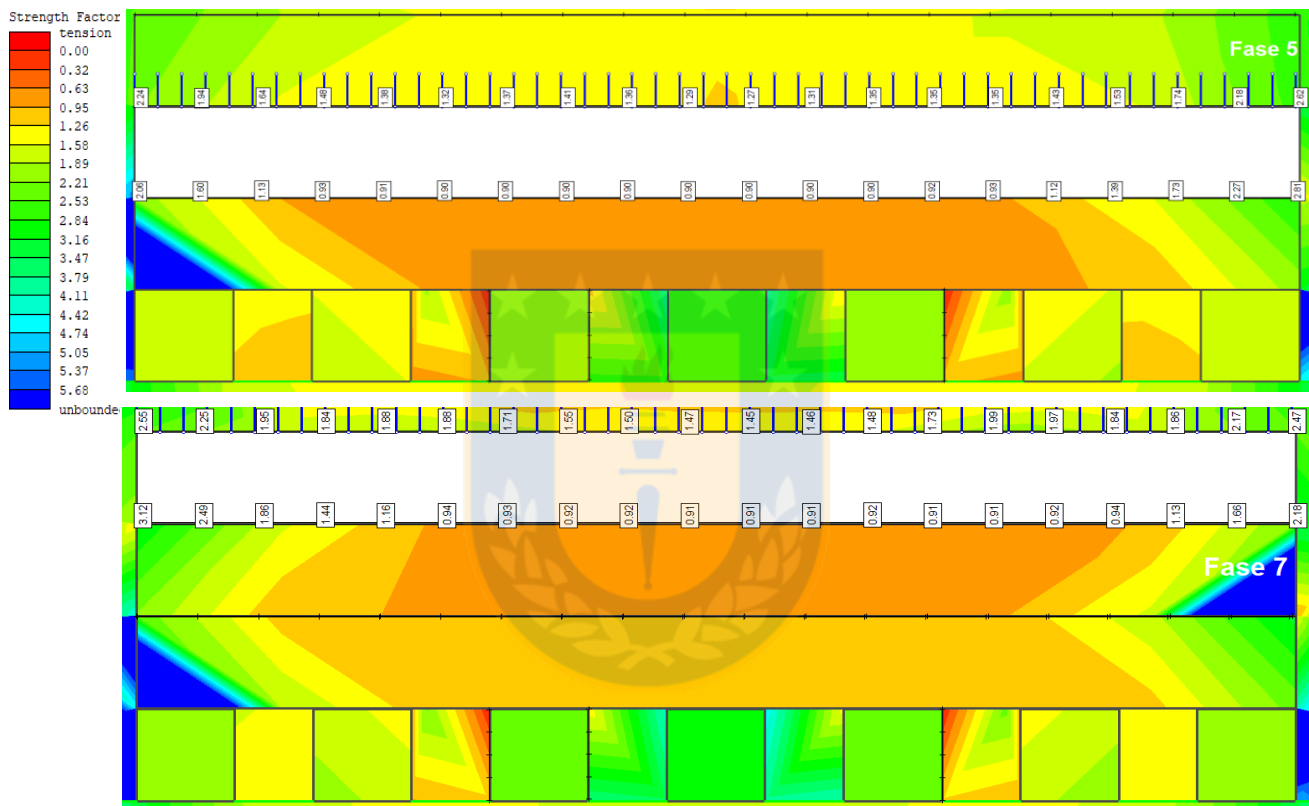


Figura 77 Secuencia del modelamiento numérico del relleno en pasta (*Strength Factor*)

Los resultados de la simulación con relleno en pasta demuestran un comportamiento similar al relleno hidráulico, ya que el piso de las excavaciones en las fases 5 y 7 mostraron un rango del SF 0.9-0.91. Basado en estos resultados y el Strength Factor, la mejor opción de relleno es el cementado.

7.4 ESTUDIO DE LA VARIACIÓN DE LA GEOMETRÍA PARA LA MEJOR OPCIÓN

En la Figura 78, 79 (pernos), 80 y 81 (relleno) se observan los resultados de estas modificaciones a la extensión de la excavación.



Figura 78 Gráfico número de excavaciones vs *Strength Factor* mínimo en techo.

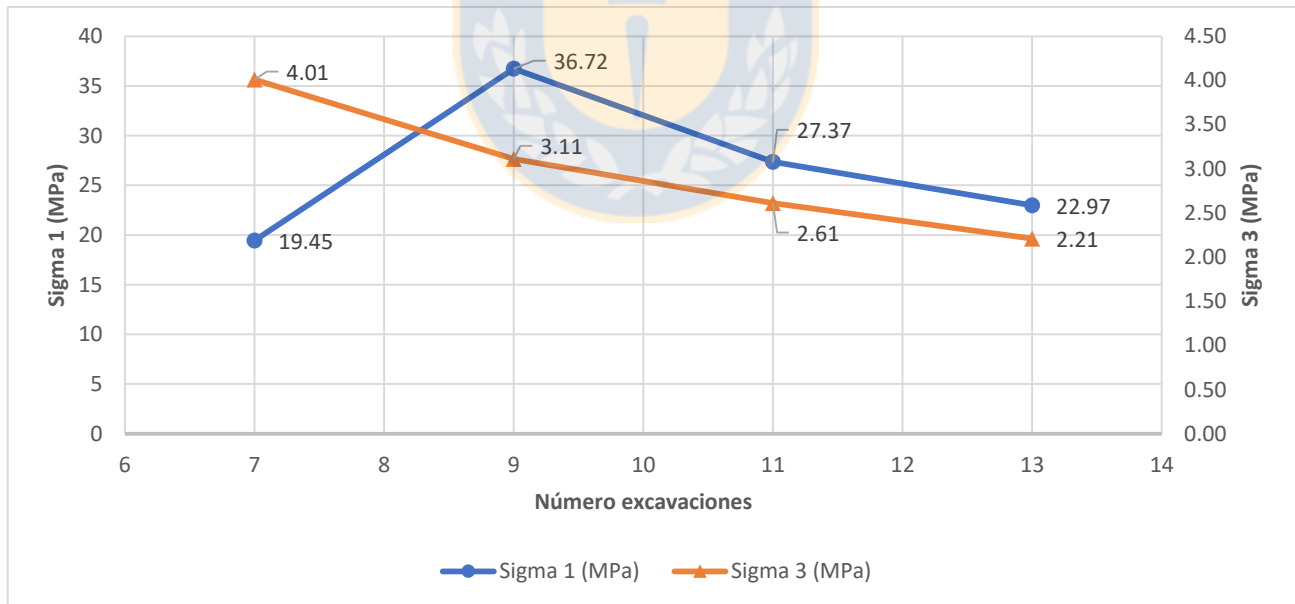


Figura 79 Número de excavaciones vs Sigma 1 y Sigma 3 máximos.

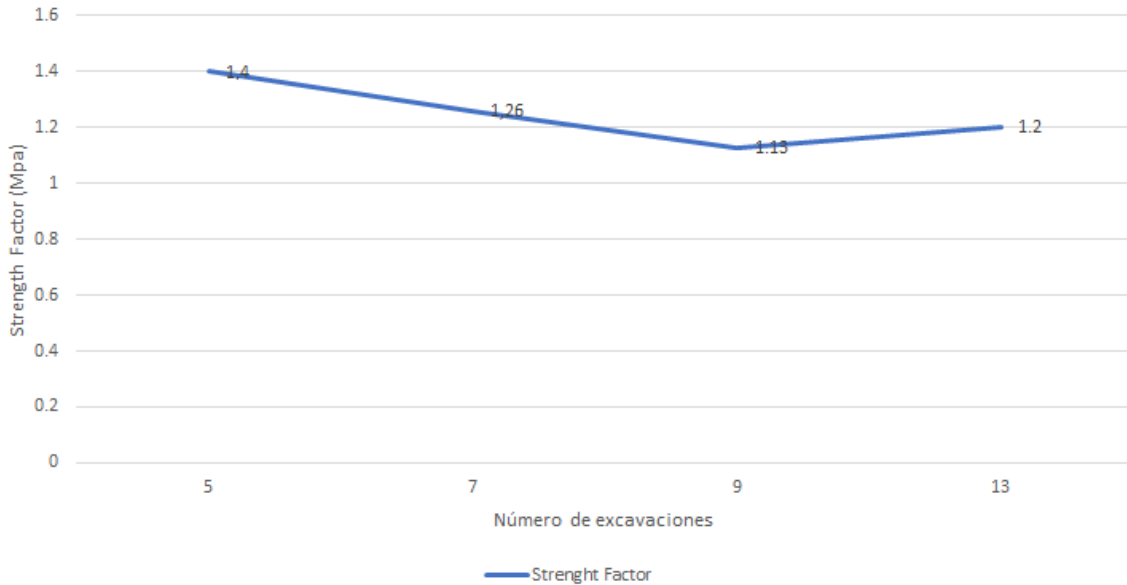


Figura 80 Número de excavaciones vs *Strength Factor*.

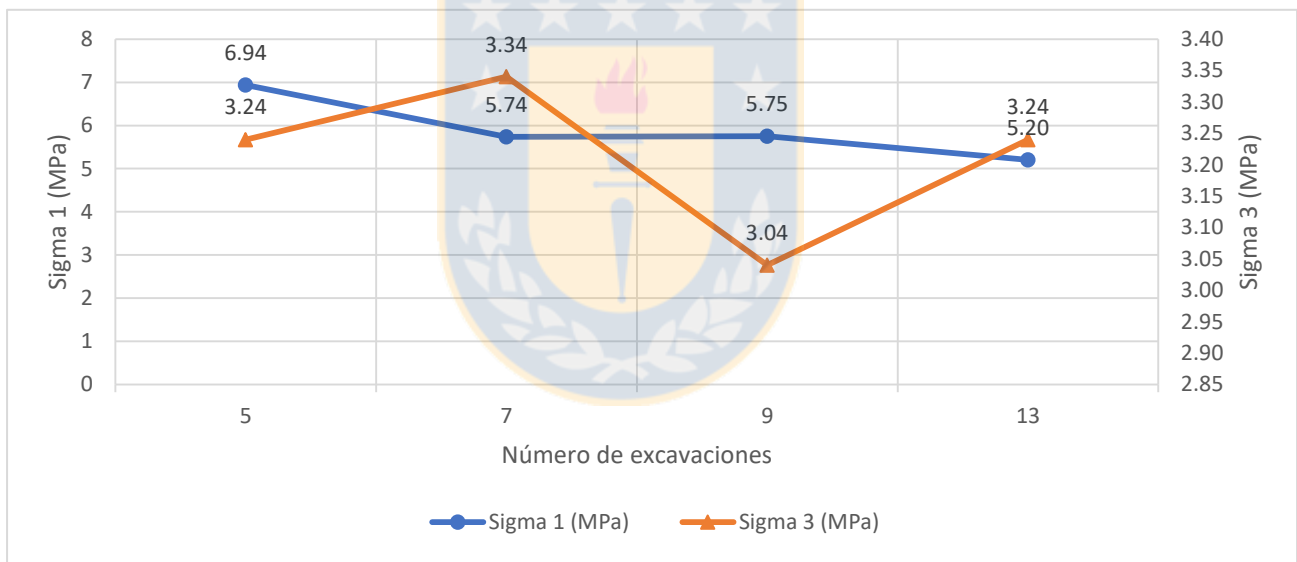


Figura 81 Número de excavación v/s estado de esfuerzos.

Para el enfoque de los pernos, se tienen las siguientes tendencias: para el SF se observa un descenso hasta 1.03 (con 11 excavaciones) y luego aumenta. Y a pesar de estar sobre SF=1, desde las 9 cavidades se comienza a acumular una gran cantidad de esfuerzos en los laterales, los cuales probablemente fallarán con más excavaciones. Por otro lado, el mayor Sigma 1 se logra con 9 excavaciones (sólo se enfocó en el techo de excavación) y el mayor Sigma 3 con 7 excavaciones (caso base), para luego disminuir al aumentar la cantidad de cavidades.

Para el enfoque del relleno no se observa un patrón claro con respecto a la variación en la geometría, por otro lado, los resultados del SF analizado principalmente en el techo de las excavaciones muestra que es posible aumentar la extensión de la excavación sin sufrir efectos graves sobre la seguridad de la operación.

7.5 MODELAMIENTO NÚMÉRICO DE LA MEJOR COMBINACIÓN DE FORTIFICACIÓN USANDO PERNOS CON LECHADA DE CEMENTO Y RELLENO CEMENTADO

Finalmente se realiza el modelamiento numérico completo de la mejor combinación de fortificación usando pernos con lechada de cemento y relleno cementado, esta simulación considera el análisis del campo esfuerzos (Sigma 1 y Sigma 3) y *Strength Factor*.

7.5.1 MODELAMIENTO NÚMÉRICO DE LA MEJOR COMBINACIÓN DE FORTIFICACIÓN (STRENGTH FACTOR)

En la Figura 82 se muestra el modelamiento numérico de la mejor combinación de fortificación de pernos con lechada de cemento y relleno cementado (*Strength Factor*).

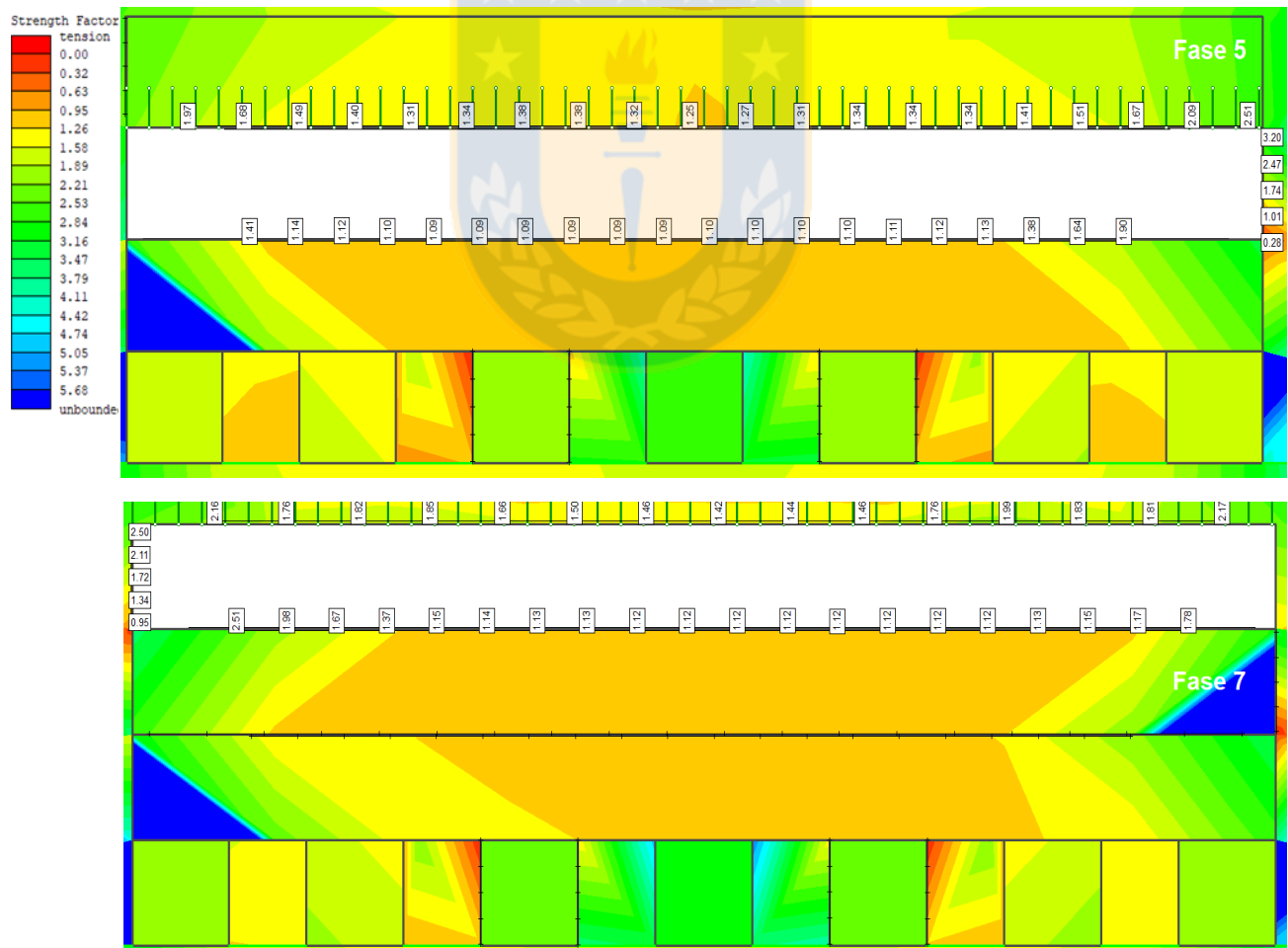


Figura 82 Secuencia del modelamiento numérico de la mejor opción de fortificación con pernos con lechada de cemento y relleno cementado (*Strength Factor*).

El resultado del modelamiento numérico de la mejor combinación de fortificación usando relleno cementado y pernos con lechada de cemento entregó los mejores resultados, esto se evidenció en prácticamente todas las etapas en donde en el piso SF es mayor que 1, salvo en una pequeña zona de la etapa 5 donde esto no se cumple, pero el área es muy pequeña y no es representativa.

En la figura 83 se observa como se comportan los valores del *Strength Factor* al alejarse e la excavación, en el techo y piso estos valores se mantienen cerca de 1, mientras que para las paredes solo se necesita avanzar alejarse un poco de estas para que el rango del *Strength Factor* aumente bastante.

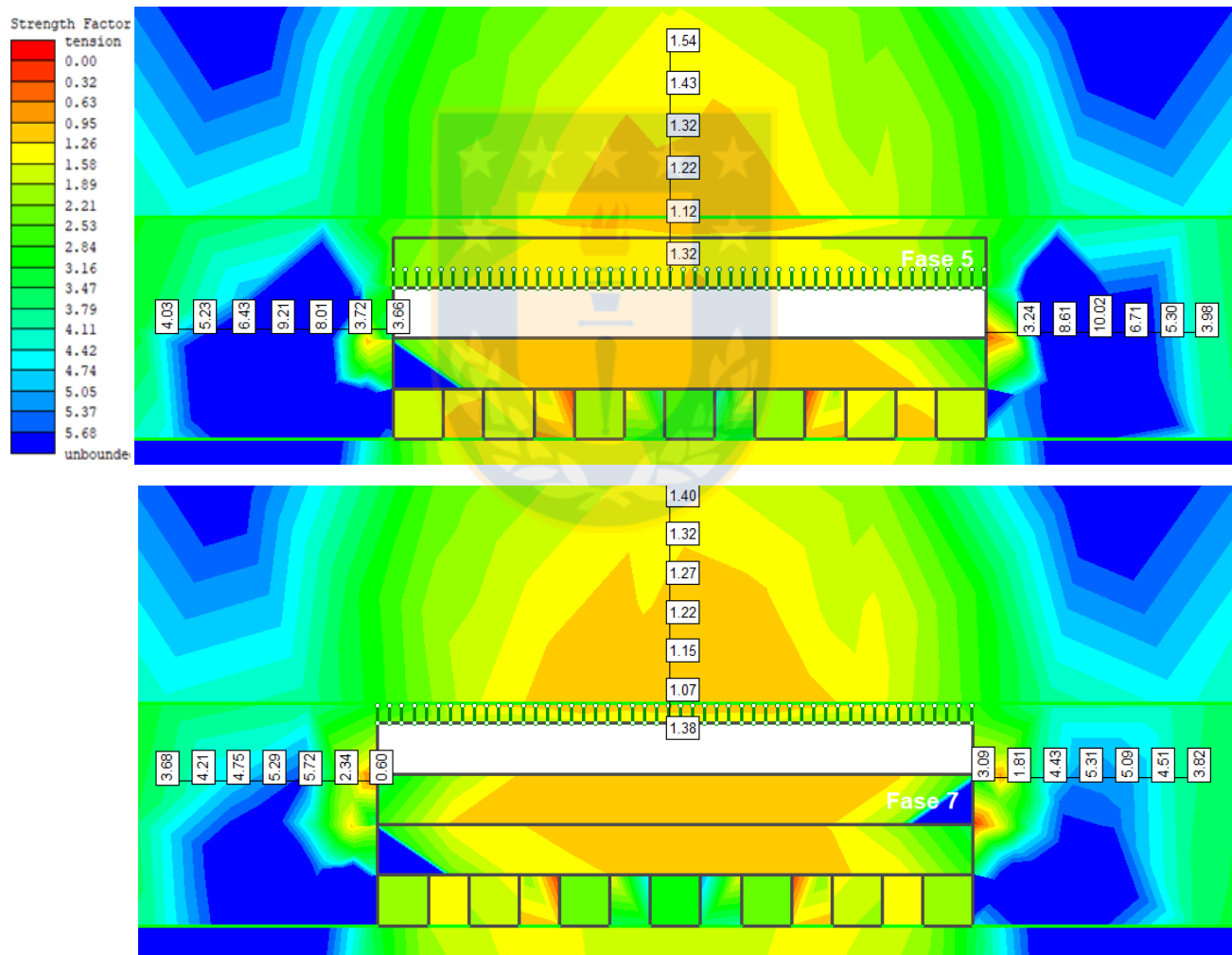


Figura 83 Secuencia del modelamiento numérico de la mejor opción de fortificación con pernos con lechada de cemento y relleno cementado (*Strength Factor, In-situ*).

7.5.2 MODELAMIENTO NÚMÉRICO DE LA MEJOR COMBINACIÓN DE FORTIFICACIÓN (SIGMA 1)

En la Figura 84 se muestra el modelamiento numérico de la mejor combinación de fortificación de pernos con lechada de cemento y relleno cementado (*Sigma 1*).

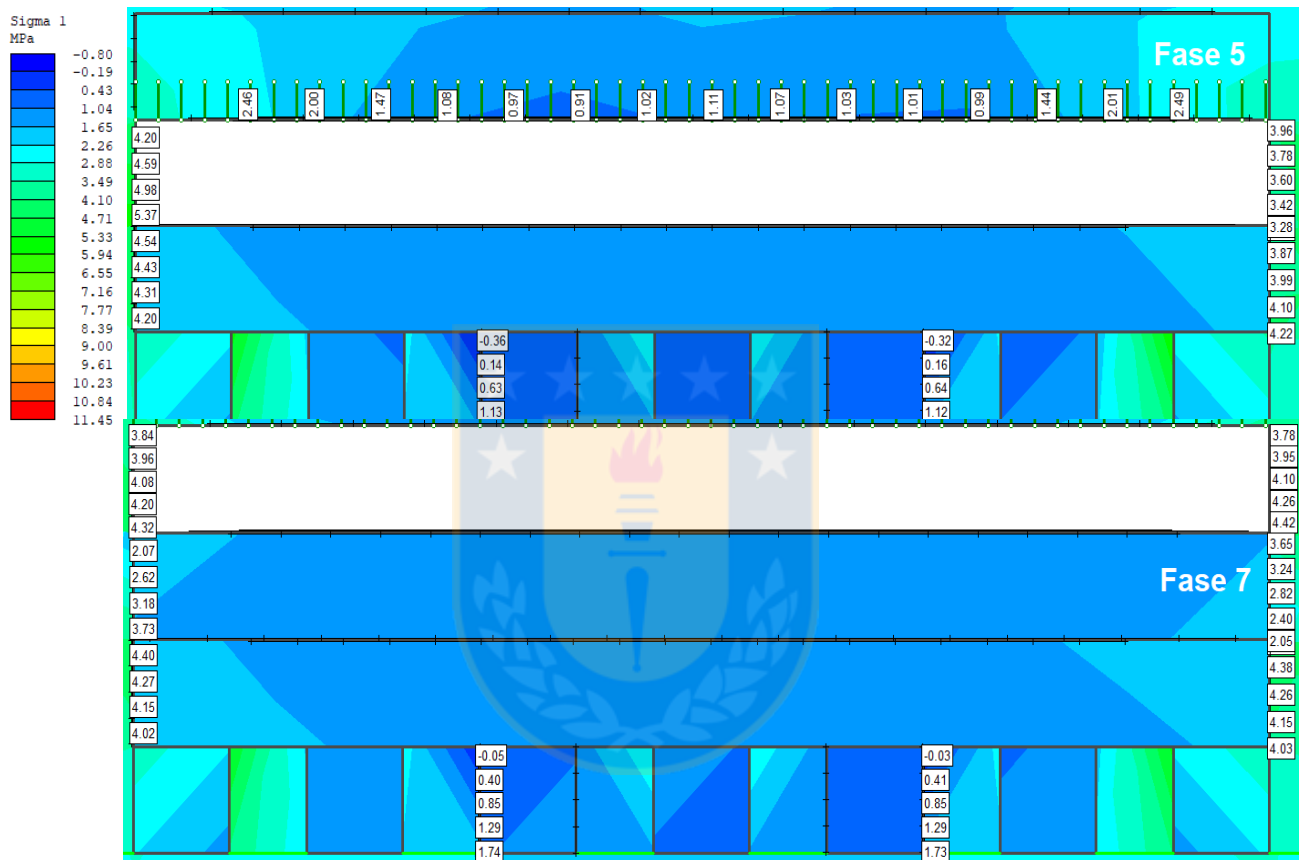


Figura 84 Secuencia del modelamiento numérico de la mejor opción de fortificación con pernos con lechada de cemento y relleno cementado (*Sigma 1*).

Los resultados del modelamiento numérico analizando Sigma 1 (esfuerzo principal vertical) muestra que estos tienden a acumularse al costado de las excavaciones, lo que provoca una caída en el SF en las paredes. Además, se observa que en los pilares del Room and Pillar se produce una relajación de esfuerzos justamente en el área donde se generan valores del *Strength Factor* bajo 1 pero que no afectan las excavaciones.

En la figura 85 se observa el campo de esfuerzo *in-situ* de Sigma 1 para las fases 5 y 7, en los costados de la excavación el esfuerzo principal se tiende a acumular mientras que el valor es mucho más bajo y a veces negativo en las áreas cercanas al techo y piso.

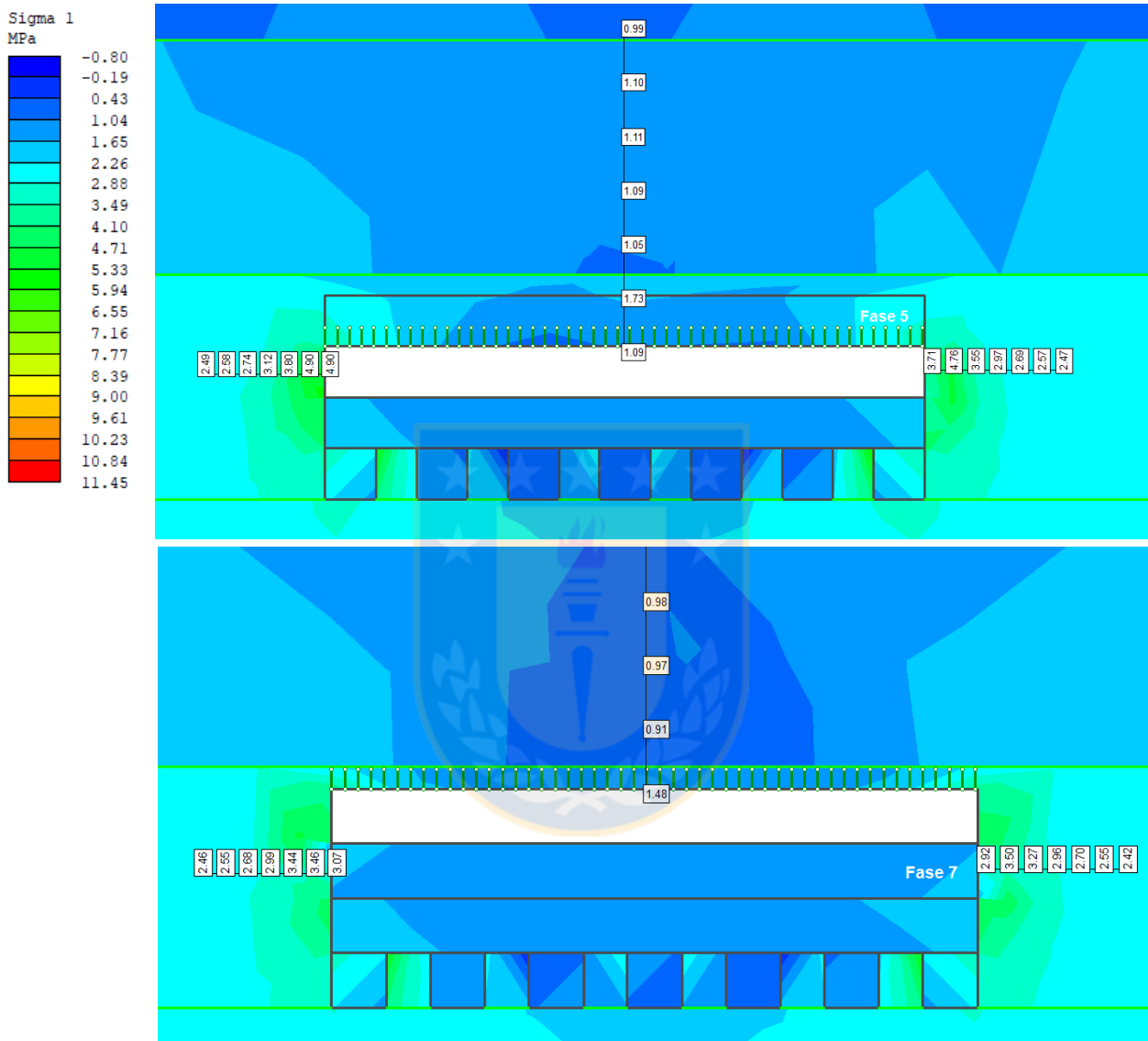


Figura 85 Secuencia del modelamiento numérico de la mejor opción de fortificación con pernos con lechada de cemento y relleno cementado (Sigma 1, *In-situ*).

7.5.3 MODELAMIENTO NÚMÉRICO DE LA MEJOR COMBINACIÓN DE FORTIFICACIÓN (SIGMA 3)

En la Figura 86 se muestra el modelamiento numérico de la mejor combinación de fortificación de pernos con lechada de cemento y relleno cementado (Sigma 3).

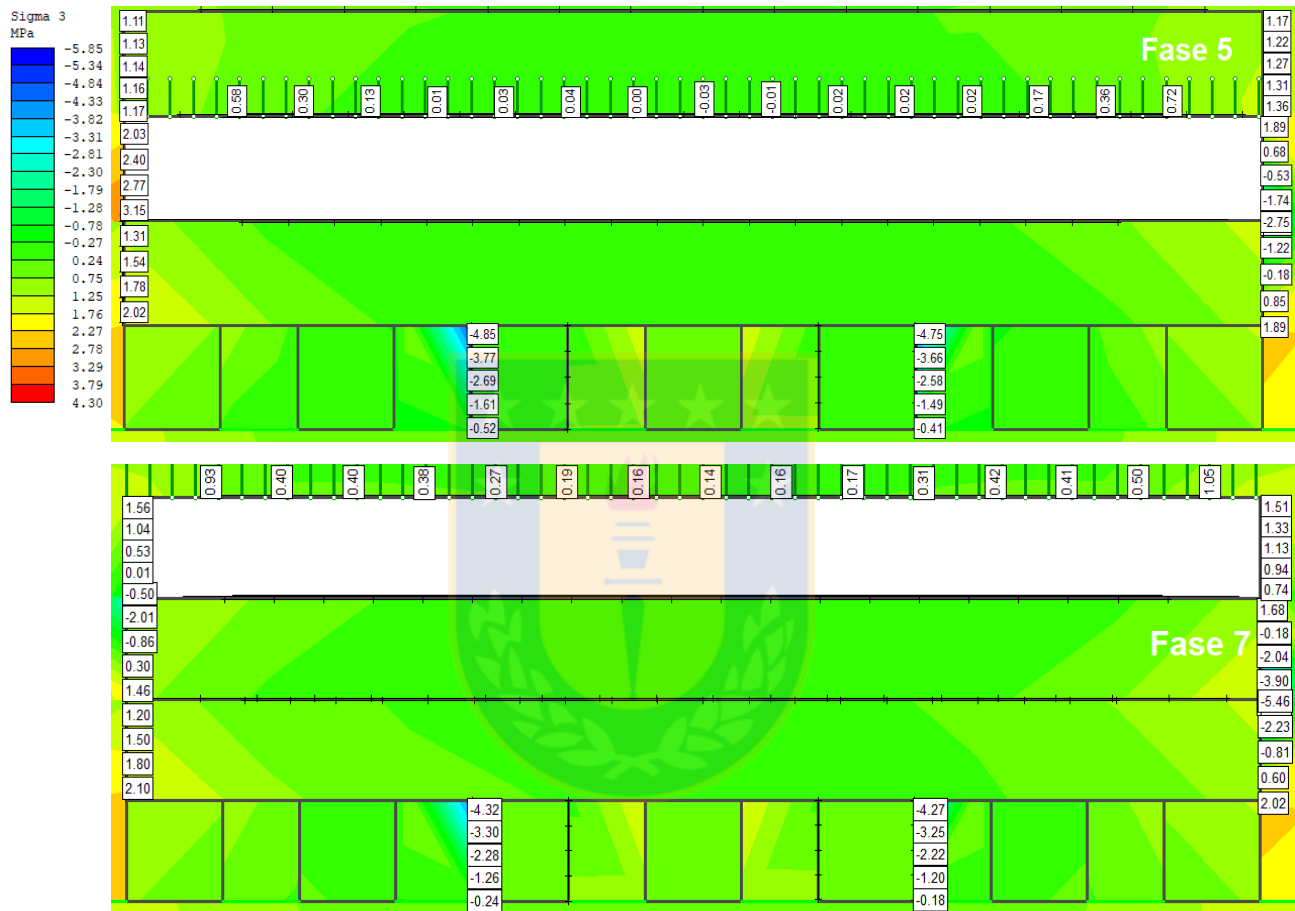


Figura 86 Secuencia del modelamiento numérico de la mejor opción de fortificación con pernos con lechada de cemento y relleno cementado (Sigma 3).

El modelamiento numérico de Sigma 3 (esfuerzo secundario horizontal) muestra un comportamiento muy parecido al del esfuerzo principal ya que, de la misma forma, los mayores valores se concentran a los costados de las excavaciones y también se producen zonas donde los esfuerzos son negativos. Sin embargo, para el caso del esfuerzo secundario, estas zonas de relajación también se generan en zonas muy reducidas alrededor de los subniveles de Shortwall Mining. Lo que se traduce en que, al tener esfuerzos negativos de Sigma 3, se obtiene un SF menor que 1. Además, cuando los esfuerzos se concentran en las paredes de las excavaciones, se producen valores del SF cercanos a 1 pero que no llegan a ser peligrosos.

En la 87 se observa el campo de esfuerzos *in-situ* de Sigma 3 para las fases 5 y 7, al igual que los esfuerzos en el caso de Sigma 1 se aprecia una acumulación de estos en los costados de la excavación y en las zonas cercanas al techo o piso una disminución en el valor de Sigma 3.

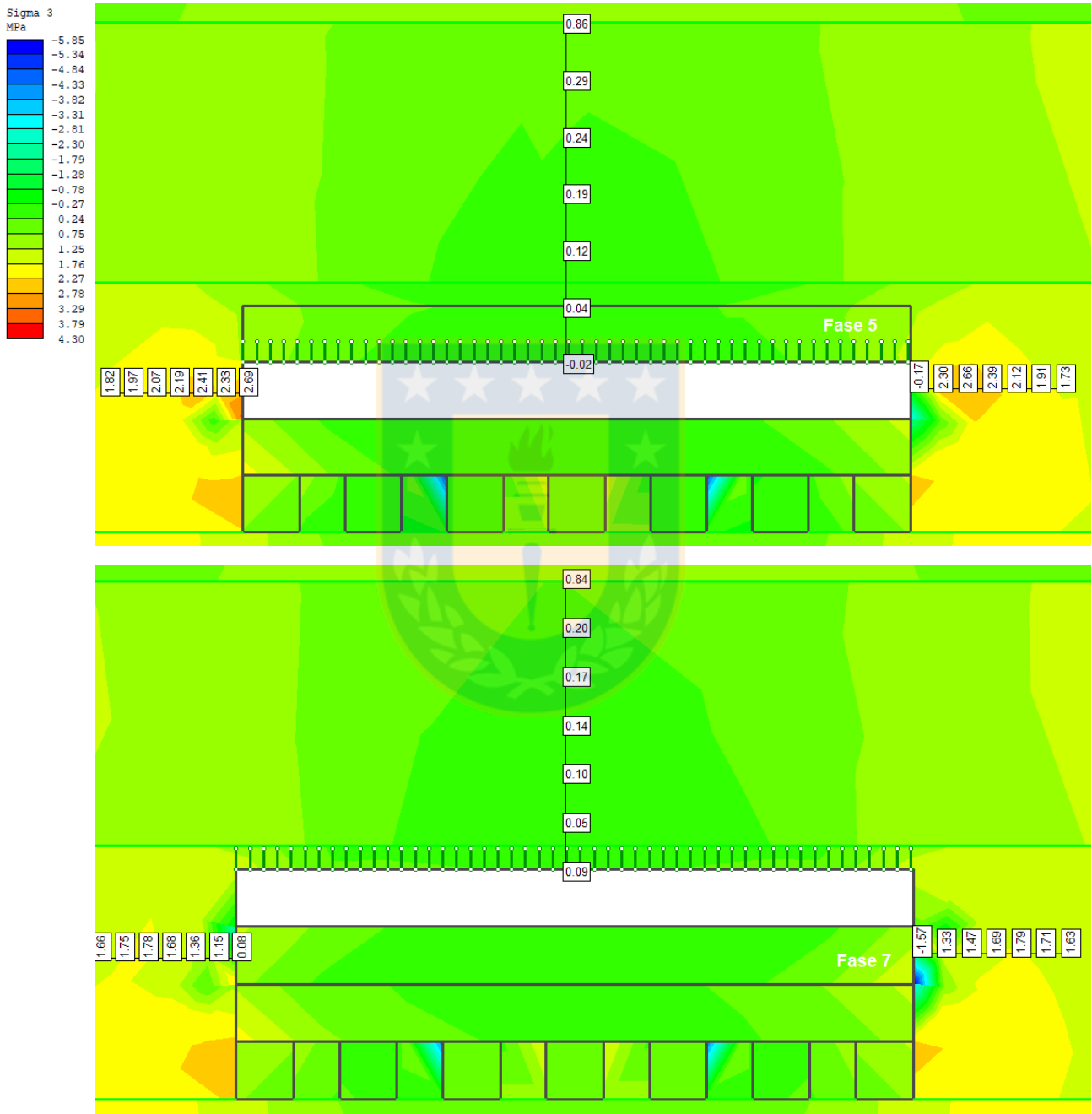


Figura 87 Secuencia del modelamiento numérico de la mejor opción de fortificación con pernos con lechada de cemento y relleno cementado (Sigma 3, *in-situ*).

7.5.4 ESFUERZOS *IN-SITU* MEDIANTE EL CRITERIO DE FALLA DE MOHR COULOMB PARA LA MEJOR COMBINACIÓN DE FORTIFICACIÓN

Se grafican algunos esfuerzos *in-situ* mostrados en la Tabla 17 mediante el criterio de falla de Mohr Coulomb, lo cual se puede observar en la Figura 88.

Tabla 17 Parámetros de los puntos seleccionados de los esfuerzos *in-situ*

Puntos	Sigma 1 (Mpa)	Sigma 3 (MPa)	Strength Factor
1	1.62	0.18	1.41
2	2.94	0.98	2.09

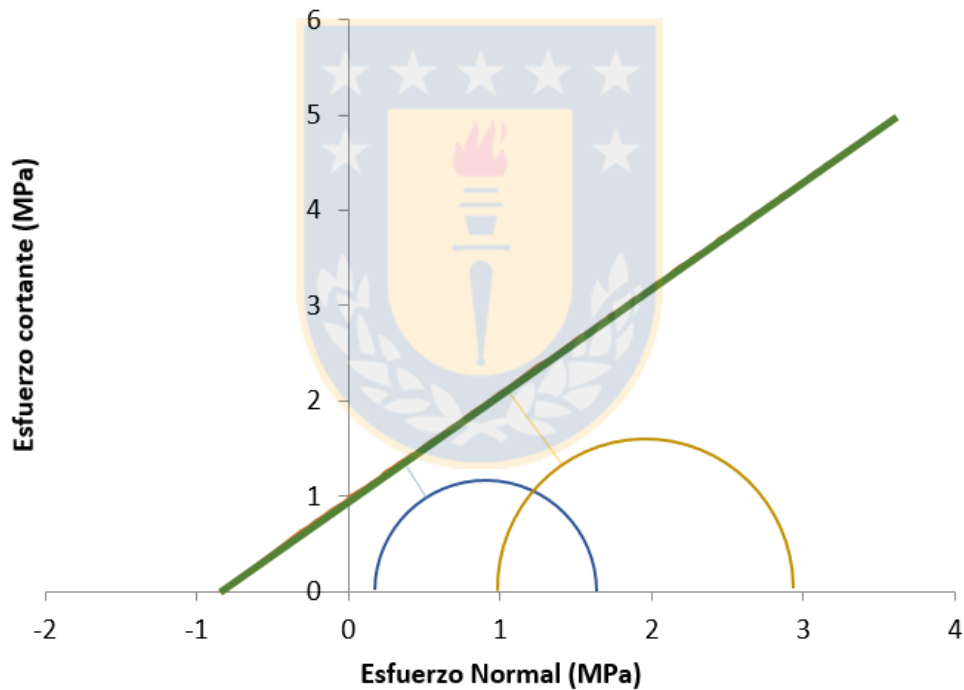


Figura 88 Esfuerzos *in-situ* mediante el criterio de falla de Mohr Coulomb

En la Figura 88 se puede apreciar que la envolvente de falla y los círculos están distanciados por una distancia tal que el *Strength Factor* es mayor que 1 en ambos casos, y se cumple que mientras más lejos se encuentra el círculo del eje el SF es mayor.

8. CONCLUSIONES

El uso de pernos y relleno como método de fortificación es ampliamente utilizado en Polonia. Tecnología que se encuentra bastante masificada, en especial el caso del relleno hidráulico y pernos de anclaje mecánico debido a sus bajos costos en comparación a los otros tipos de relleno. Es así que estos elementos de soporte se emplean actualmente en la mina de zinc y plomo “Olkusz – Pomorzany”, Polonia. Considerando dicha operación se realizó una evaluación de distintos tipos de pernos y rellenos para comprobar el soporte ofrecido por el uso de estas opciones con los parámetros de la mina y determinar así, si se obtienen mejores resultados. En primera instancia se modeló el caso base que consistió en el uso de pernos de anclaje mecánico y relleno hidráulico y se comparó con la aplicación de variaciones entre pernos y rellenos por separado.

8.1 RELLENOS

En todos los casos se rellenó con concreto EPS en el primer subnivel de Room and Pillar, luego los subniveles superiores de Shortwall Mining fueron rellenos con los diferentes tipos de relleno escogidos para el estudio. Los resultados del modelamiento numérico en el *software RS2* indican que el caso base no entregó buenos resultados ya que en muchas fases (en especial la 5 y 7) se generan zonas, en las paredes y pisos de las excavaciones, en donde el *Strength Factor* es menor que 1. Esto producto de una relajación de los esfuerzos inducidos.

Por otro lado, los rellenos que se analizaron adicional al caso base (relleno hidráulico) son el cementado y en pasta, de los cuales el que entregó mejores resultados es el relleno cementado, ya que, salvo en pequeñas zonas aisladas, el SF es mayor que 1 en prácticamente todas las excavaciones. Mientras que, el relleno en pasta entrega mejores resultados que el relleno hidráulico ya que no se produjeron áreas donde el *Strength Factor* es menor que 1 en las paredes. Sin embargo, se generaron algunas zonas de debilidad en el piso. Estos resultados se deben a dos parámetros principales, el primero es el módulo de Young, el cual para el relleno cementado de ubica en el medio de los valores para los tipos de relleno evaluados. El segundo es la cohesión, para la mejor opción de relleno este parámetro es el mayor de todos y es la principal causa de los mejores resultados que este sistema entrega.

8.2 PERNOS

En relación a los tipos de pernos estudiados, se tiene que todos generan una gran estabilidad (dado a que se obtienen zonas con *Strength Factor* mayor a 1, salvo a excepciones). Sin embargo, existen ciertas diferencias (ejemplo: escala de color en techos de las excavaciones) que permiten descartar algunas opciones. El peor escenario involucra el uso de pernos de cable, lo cual se refleja en la aparición de una zona naranja de mayor tamaño en el techo de la cavidad indicando menor

seguridad. Luego sigue el caso base (perno de anclaje mecánico), el cual, a pesar de poseer un buen rendimiento, no es el más adecuado para el tipo de roca involucrada (el hecho que se hayan curvado las hojas de la cabeza de expansión sirve de indicador de su desempeño en el macizo, ya que, si se tuviera una roca de mejor calidad, las hojas mantendrían su forma original). Después se encuentra el perno tipo Swellex, fabricado para soportar el caudal de agua presente en la mina, cuya simulación arroja buenos resultados (pero no los mejores). Cabe destacar que su implementación involucra un alto costo. Así, tras analizar las otras alternativas, se tiene al perno cementado como la mejor opción, el cual permite una mayor estabilidad del macizo rocoso (observable en la coloración de las paredes y techo de la excavación, junto a los mayores valores de *Strength Factor*). Además, este tipo de perno tiene un gran rendimiento en escenarios con una alta presencia de agua, y se considera una alternativa económicamente atractiva.

Por otro lado, como referencia, se variaron ciertos parámetros de los pernos (diámetro, largo y espaciamiento), cuyas simulaciones indican que se obtienen mejores resultados al emplear un perno de mayor diámetro, longitud, y con un patrón de pernos menos espaciados.

8.3 GEOMETRÍA DE LA EXCAVACIÓN

Considerando la mejor opción de perno (con lechada de cemento) y manteniendo el relleno del caso base (relleno hidráulico) se llegó a la conclusión de que extender la geometría es posible manteniendo un SF sobre 1, sin embargo, la expansión se encuentra limitada por la gran acumulación de esfuerzos en los laterales, los cuales fallarán indudablemente.

Tomando en cuenta la mejor opción de relleno y manteniendo el perno del caso base (perno de anclaje mecánico), se llegó a la conclusión de que extender la geometría es posible manteniendo un *Strength Factor* sobre 1.

Finalmente, la mejor combinación de métodos de fortificación para la mina “Olkusz – Pomorzany” es el uso de pernos con lechada de cemento y relleno cementado. Esta configuración entrega estabilidad en la excavación a lo largo de todas las fases de avance de la explotación.

8.4 RECOMENDACIONES

- No se recomienda el uso de pernos de anclaje mecánico y relleno hidráulico ya que presentan zonas propensas a fallar y podrían afectar la seguridad de la explotación.
- Dado que en la mina se usan pernos de anclaje mecánico, se sugiere emplear alguna técnica de monitoreo para ver el estado de los pernos (ejemplo: ultrasonido).
- Para aumentar la extensión excavaciones solo con pernos con lechada de cemento y relleno hidráulico, es necesario analizar un medio de soporte adicional para las paredes de las labores, ya que estas presentan zonas de peligro, pero en un área reducida.
- La variación de la geometría de las excavaciones (extensión) en el enfoque de relleno es posible manteniendo valores del *Strength Factor* por sobre 1 en gran parte de las excavaciones.
- El uso de pernos con lechada de cemento y relleno cementado es la mejor opción, ya que entrega los mejores resultados de estabilidad, sin embargo, se recomienda realizar una evaluación económica.



BIBLIOGRAFÍA

- [1] Vallejos, J. 2012. Estabilización de macizos rocosos. Cátedra de Mecánica de Rocas. Departamento de Ingeniería de Minas- Universidad de Chile.
- [2] Limited, Minova International. Cdiem. [En línea] 2008. http://www.cdiem.cl/wp-content/uploads/2012/08/Catalogos/Pernos/Guia%20para%20anclaje%20de%20pernos/Resin_gro_uted_rockbolts_sp_Jan09_F.pdf.
- [3] Minera, Seguridad. Revista Seguridad Minera. [En línea] 2012. <http://www.revistaseguridadminera.com/operaciones-mineras/caracteristicas-de-los-pernos-de-roca/>.
- [4] geco mineroartesanal. [En línea] 2012. http://geco.mineroartesanal.com/tiki-download_wiki_attachment.php?attId=1201.
- [5] Song, Gangbing, 2017. A Review of Rock Bolt Monitoring Using Smart Sensors., *Sensors*, Vol. 17, pp. 1-24
- [6] Mohammadi, Farouq, Mohammad, 2015. Rock bolt supporting factor: rock bolting capability of rock mass., Heydar. Issue 1, Tehran: Springer Berlin Heidelberg, *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, Vol. 76, pp. 231-239.
- [7] Fernández, Pérez, Mulone, 2017. Correlación entre el índice RMR de Bieniawski y el índice Q de Barton en formaciones sedimentarias de grano fino, Vol.69, pp. 1-14.
- [8] Laubscher, 1990. A geomechanics classification system for the rating of rock mass in mine design, *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, Vol. 90, pp.257-273.
- [9] Hutchinson, Diederichs. Empirical Design. *Cablebolting in Underground Mines*. s.l.: BiTech Publishers, 1995, pp. 206-218
- [10] Serrano, Otalla, Reig, 2013. Convergence of circular tunnels in elastoplastic rock masses with non-linear failure criteria and non-associated flow laws , *International Journal of Rocks Mechanics and Mining Sciences*, Vol. 48, Issue 6, pp. 878-887.
- [11] Mellado Cruz, 2005. Aplicación del método de los elementos discretos a problemas de desgaste. Barcelona: s.n. *Tesina*.
- [12] Giuseppe, Mirlisenna. [En línea] 2016. <https://www.esss.co/blog/es/metodo-de-los-elementos-finitos-que-es/>.

- [13] Hernandez Garcia, Guillermo. Grupo de Geofísica Computacional. [En línea] 2015. <http://mmc2.geofisica.unam.mx/cursos/hidrogeologia/NotasCurso/1-MDF-06-Notas.pdf>.
- [14] Chen, Cao, 2013. A study of rock bolting failure modes. Wollongong: s.n., *International Journal of Mining Science and Technology*, Vol. 23, pp. 79-88.
- [15] Aziz, Naj, 2014. Rock bolt corrosion – an experimental study. Wollongong: s.n , *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Section A: Mining Technology*, Vol. 123, pp. 144-151.
- [16] Gamboa, Atrens, 2003. Stress corrosion cracking fracture mechanisms in rock bolts. Brisbane s.n., *Journal of Materials Science*, Vol. 38, pp. 69-77.
- [17] Jaffe, Jaffe, Cook, 1971. THE PIEZOELECTRIC EFFECT IN CERAMICS.. *Piezoelectric Ceramics*. Ohio: s.n., 1971, pp. 7-21.
- [18] Huo, Linsheng, 2017. Monitoring of Pre-Load on Rock Bolt Using Piezoceramic-Transducer Enabled Time Reversal Method, *Sensors*, Vol. 17, pp. 1-12.
- [19] Mitri, Hani, 2002 .Design and Development of a new rockbolt load measuring device. Instituto de Investigación Robert Sauvé de salud y seguridad en el trabajo. Montreal: s.n. *Reporte*.
- [20] Wei, Heming, 2015. Corrosion monitoring of rock bolt by using a low coherent fiber-optic interferometry., *Optics & Laser Technology*, Vol. 67, pp. 137-142.
- [21] Luo, Mingzhang, 2017. Measurement of the Length of Installed Rock Bolt Based on Stress Wave Reflection by Using a Giant Magnetostrictive (GMS) Actuator and a PZT Sensor, Vol. 17.pp. 1-13.
- [22] Ivanivic, Neilson, 2013. Non-destructive testing of rock bolts for estimating total bolt length. Aberdeen: s.n., Vol. 64, pp. 36-43.
- [23] Celis, 2018. Medición del largo efectivo de pernos en Mina El Teniente a través de técnicas de ultrasonido. Santiago: s.n. pp. 338-348.
- [24] Rong, Xiaoyang, 2017. A New Approach of Waveform Interpretation Applied in Nondestructive Testing of Defects in Rock Bolts Based on Mode Identification, *Mathematical Problems in Engineering*, Vol. 2017, pp. 1-13.
- [25] Forbes, Bradley, 2017. A new optical sensing technique for monitoring shear of rock bolts. *Tunnelling and Underground Space Technology*, Vol. 66, pp. 34-46.

- [26] Fidanboylu, Kemal, 2009. Fiber Optic Sensors and their Applications. Karabuk: s.n., *5th International Advanced Technologies Symposium (IATS'09)*, pp. 1-6.
- [27] El Mkadmi, N., Aubertin, M., and Li, L. 2014. Effect of drainage and sequential filling on the behavior of *backfill* in mine stopes. *Canadian Geotechnical Journal.*, Vol. 51 (1), pp. 1-15.
- [28] Hassani, F., Archibald, J. 1998. Mine backfill. Canadian Institute Mining, *Metallurgy and Petroleum*, [CD-ROM].
- [29] Shi, P.L., Zhang, Y.X., Hu, Z.Q., Ma, K., Wang, H., and Chai, T.Y. 2017. The response of soil bacterial communities to mining subsidence in the west China aeolian sand area. *Applied Soil Ecology*, Vol.121, pp. 1-10.
- [30] Zhang, J.X., Li, B.Y., Zhou, N., Zhang, Q. 2016. Application of solid *backfilling* to reduce hard-roof caving and longwall coal face burst potential. *Int. J. Rock Mech. Min.*, Vol. 88, pp. 197–205.
- [31] Larson, M. Calibrating Numerical Modeling Tools for Stress Profiles in Longwall Mining. *Centers for Disease Control and Prevention*. Obtenido de: <https://www.originlab.com/index.aspx?go=SOLUTIONS/CaseStudies&PID=2118>.
- [32] Konicek, P., Schreiber, J. 2018. Heavy rockbursts due to longwall mining near protective pillars: A case study. *Int. J. Rock Mech. Min.*, Vol. 28 (5), pp. 799–806.
- [33] Dayang, X., Jialin, X. 2017. Longwall surface subsidence control by technology of isolated overburden grout injection. *Int. J. Rock Mech. Min.*, Vol. 27, pp. 813-818.
- [34] Kushwaha, A., Banerjee, G. 2005. Exploitation of developed coal mine pillars by shortwall mining—a case example. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, Vol. 42, pp. 127-136.
- [35] Matsui, K., Shimada, H., Kramadibrata, K., Rai, M.S. 2001. Some Considerations of Highwall Mining Systems in Coal Mines. *Int. Min. Congress and Exhibition of Turkey*. Vol. 17, pp. 269-276.
- [36] Mo, S., Canbulat, I., Zhang, C., Oh, J., Shen, B., Hagan, P. 2018. Numerical investigation into the effect of backfilling on coal pillar strength in highwall Mining. *Int. J. Rock Mech. Min.*, Vol. 28(2), pp. 281-286.
- [37] Zhang, Y., Ni, P. 2018. Design optimization of room and pillar mines: a case study of the Xianglushan tungsten mine. *Quarterly Journal of Engineering Geology and Hydrogeology*, Vol. 51 (3), pp. 352-364.

[38] Baifu, A., Xiexing, M., Jixiong, Z., Feng, Z., Nan, Z. 2018. Overlying strata movement of recovering standing pillars with solid backfilling by physical simulation. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, Vol. 26, pp. 301-307.

[39] Tesarik, D.R., Seymour, J.B., Yanske, T.R. 2009. Long-term stability of a backfilled room-and-pillar test section at the Buick Mine, Missouri, USA. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, Vol. 46 (7), pp. 1182–1196.

[40] Essalhi, A., Essalhi, M., Toummite, A. 2016. Environmental Impact of Mining Exploitation: A Case Study of Some Mines of Barite in the Eastern Anti-Atlas of Morocco. *Journal of Environmental Protection*, 7, pp.1473-1482.

[41] Hu, K.X., Kemeny, J. 1994. A Fracture Mechanics Analysis of the Effect of *Backfill* on the Stability of Cut and Fill Mine Workings. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, Vol. 31 (3), pp. 231-241.

[42] Rojas, M. 2013. Cut and Fill. *Apuntes ramo minería subterránea UTFSM*, Valparaíso.

[43] Edwin, J. 2015. Optimización del Diseño en el Minado de Vetas Paralelas con el Método “Bench & Fill” - Mina San Cristóbal. *Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Facultad de Minas, Geología y Civil*, pp. 1-7.

[44] Li Li. 2013. A new concept of *backfill* design—Application of wick drains in backfilled stopes. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, Vol. 23(5), pp. 63-70.

[45] Potvin, Y., Thomas, E., Fourie, A. 2005. Mine *backfilling* applications and relevant fill parameters. *Handbook on mine fill, Australian Centre for Geomechanics*, pp. 24-47.

[46] Sivakugan, N., Rankine, R.M., Rankine, K.J., Rankibe K.S. 2006. Geotechnical considerations in mine *backfilling* in Australia. *Journal of Cleaner Production*, Vol. 14, pp. 1168-1175.

[47] Jamshidi, R., Karimpour, M., Pourghaffar, S., Pishgar, F., Lemos, S. 2016. An investigation on the geotechnical properties of sand–EPS mixture using large oedometer apparatus. *Construction and Building Materials*, Vol. 113, pp. 773-782.

[48] Liu, N., Chen, B. 2014. Experimental study of the influence of EPS particle size on the mechanical properties of EPS lightweight concrete. *Construction and Building Materials*, Vol. 68, pp. 227-232.

[49] H. Sawa, E. Villaescusa. 2013. Geotechnical Properties of Mine Fill. *Western Australian School of Mines, Australia*, pp 788-793.

[50] Sivakugan, N., Rankine, K., Rankine, R. 2006. Permeability of hydraulic fills and barricade bricks. *Geotechnical and Geological Engineering*, Vol. 24, pp. 661-673

[51] Potvin, Y., Thomas, E., Fourie, A. 2005. Mine backfilling applications and relevant fill parameters. *Handbook on mine fill, Australian Centre for Geomechanics*, pp. 83-97

[52] Helms, W. 1988. Preparation and Transportation Systems for Cemented Backfill. *Mining Science and Technology*, 7, pp. 183-193.

[53] Koupouli, Belem, Rivard, Effenguet. 2016. Direct shear tests on cemented paste backfill - rock wall and cemented paste backfill - backfill interfaces. *J. Rock Mech. Min. Sci*, Vol. 8, pp. 472 – 479.

[54] Blajda. 1993. The geometric-mathematical model of the zinc and lead ore deposits from the Olkusz region. *Geological Quarterly*, Vol. 37, No. 2, 1993, pp. 175-188.

[55] Skrzypkowski, K., Korzeniowski, W. 2016. Multilayer Exploitation of zinc and lead ore deposits in “Olkusz – Pomorzany” mine. *Selected issues related to mining and clean coal technology*, Vol. 1, pp. 171-182.

[56] Maaroufi, M., Abahri, K., El Hachem, C., Belarbi, R. 2018. Characterization of EPS lightweight concrete microstructure by X-ray tomography with consideration of thermal variations. *Construction and Building Materials*, Vol. 178, pp. 339–348.

[57] E. Hoek. E., Brown, E.T. 1997, Practical estimates of rock mass strength. *J. Rock Mech. Min. Sci*, Vol. 34(8), pp. 1165-1186.

[58] Coulomb, C. A. 1776. Essai sur une application des regles des maximis et minimis a quelques problemes de statique relatifs. a la architecture, *Mem. Acad. Roy. Div. Sav*, Vol. 7, pp. 343-387.

[59] Skrzypkowski, K. 2016. Determination of load for rock bolt support under conditions of underground exploitation of zinc and lead ores for Shortwall-Pillar system. *Mining Science, Special Issue – Interdisciplinary topics in Mining and geology*, Vol. 1, pp. 71-76.

[60] Therevin, Blanco-Martín, 2017. Laboratory pull-out test on fully grouted rock bolts and cable bolts: Results and lessons learned. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, Vol. 9, Issue 5, pp. 843-855.

[61] Kristjánsson, 2014. Rock bolting and pull out test on rebar bolts. *Norwegian University of Science and Technology*, Trondheim, s.n: *Reporte*.

[62] Kang, Yang, Meng, 2014. Tests and analysis of mechanical behaviours of rock bolt components for China's coal mine roadways. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. Vol. 7, Issue 1, pp. 14-26.

[63] Singh, 2018. Draft Specification of various items of Tunells 06.03.2018. *Organización de investigación de diseños y estándares*, Uttar Pradesh, s.n: *Reporte*.

[64] R. M. Rankine. R. M., Sivakugan, N. 2007. "Geotechnical properties of cemented paste backfill from Cannington mine, Australia," *Geotech Geol Eng*, Vol. 25, pp. 383-393.

[65] Johnson, J.C., Seymour, J.B., Martin, L.A., Stepan, M., Emery, T. 2015. Arkoosh, A., Strength and Elastic Properties of Paste Backfill at the Lucky Friday Mine, Mullan, Idaho. *American Rock Mechanics Association*, Vol. 1, pp. 776-788.



ANEXOS

ANEXO A: SISTEMAS DE FORTIFICACIÓN

Q de Barton

Se calcula mediante seis parámetros: RQD, J_n (número de sistemas de fracturas), J_r (rugosidad de las fracturas), J_a (alteración de las fracturas), J_w (factor de reducción por presencia de agua) y SRF (factor de reducción de esfuerzos). Y mediante tablas asignadas, se evalúa cada parámetro y se emplea la siguiente fórmula:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF}$$

Con ello se obtiene el valor de Q, que va desde cero a 1000. Posteriormente, se debe determinar otros factores: Diámetro equivalente del túnel (D_e) dado por la fórmula:

$$D_e = \frac{\text{Diámetro o altura de la excavación (m)}}{ESR}$$

Y el otro elemento es “ESR”, (relación de sostenimiento de excavación, según tabla)

ANEXO B: EJEMPLO DE CÁLCULO PARÁMETROS DOLOMITA

A modo de ejemplo, se explica cada cálculo relacionado a la determinación de parámetros geo mecánicos (resistencia a la compresión, resistencia a la tracción, coeficiente de Poisson y módulo de Young).

RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN

Para calcular C_s , se utilizaron valores de cada muestra (1-5), en este caso del testigo 1, con lo cual se obtuvo el siguiente resultado:

Tabla 18 Datos de testigo 1 (extracto)

No	Diámetro d(mm)	Altura h(mm)	Masa m(g)	Carga F(kN)
1	50.08	49.54	250.2	204.42

$$C_s = \frac{1000 \cdot 4 \cdot 204.42}{\pi \cdot 50.08^2} = 103.83 \text{ MPa}$$

RESISTENCIA A LA TRACCIÓN

Para calcular T_s , se emplearon valores de cada muestra (6 – 10), en este caso del testigo 6, con lo cual se tuvo el siguiente resultado:

Tabla 19 Datos de testigo 6 (extracto)

No	Diámetro d(mm)	Altura h(mm)	Masa m(g)	Carga F(kN)	Resistencia a la tracción (Mpa)
6	50.08	49.73	252	90.18	36.21

$$T_s = \frac{1000 \cdot 90.18}{49.73 \cdot 50.08} = 36.21 \text{ MPa}$$

COEFICIENTE DE POISSON Y MÓDULO DE YOUNG

Para determinar ν se requirieron los valores de deformaciones horizontales y verticales para un rango de 80% y 20% del C_s , en este caso del testigo V, con lo cual se obtuvo el siguiente resultado:

Tabla 20 Datos de sensores para el testigo V.

Carga F (MPa)	Carga F (kN)	Esfuerzo h1 (mm)	Esfuerzo h2 (mm)	Esfuerzo h3 (mm)	Desplazamiento v (mm)	Esfuerzo Δh
0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000
5.611	10.000	-0.006	0.022	-0.003	-0.129	0.000
11.221	20.000	-0.010	0.030	-0.010	0.004	0.000
16.832	30.000	-0.015	0.041	-0.014	0.014	0.000
22.442	40.000	-0.020	0.052	-0.018	0.024	0.000
28.053	50.000	-0.025	0.063	-0.022	0.034	0.000
33.663	60.000	-0.030	0.073	-0.026	0.044	0.000
39.274	70.000	-0.035	0.084	-0.030	0.054	0.000
44.884	80.000	-0.040	0.095	-0.034	0.064	0.000
50.495	90.000	-0.045	0.106	-0.038	0.074	0.000
56.105	100.000	-0.050	0.117	-0.042	0.084	0.001
61.716	110.000	-0.055	0.128	-0.046	0.094	0.001

Muchos valores son cercanos a cero debido a aproximación de decimales.

$$\text{Para una carga de 110 kN} \quad \Delta h = \frac{(-0.055 + 0.128 - 0.046)}{47.65} = 0.001$$

Tabla 21 Valores del testigo V necesarios para el cálculo del coeficiente de Poisson y Módulo de Young.

	Cs (MPa)	dv (mm)	ev	vo (mm)	eh
0.2	12.378	0.012	0.000	95.130	0.000
0.8	49.512	0.094	0.001	95.130	0.001

Dado a que, del total del porcentaje de deformación de la roca es relevante la información presentada en el rango 20-80%, se determinaron los valores de la tabla anterior de la siguiente forma:

$$Cs_{0.2} = 61.890 \cdot 0.2 = 12.378 \text{ MPa}$$

$$Cs_{0.8} = 61.890 \cdot 0.8 = 49.512 \text{ MPa}$$

$$dv_{0.2} = 0.004 + \frac{0.014}{5} = 0.007$$

$$dv_{0.8} = 0.094$$

$$ev_{0.2} = \frac{0.07}{95.130} = 0.000$$

$$ev_{0.8} = \frac{0.094}{95.130} ev_{0.8} = 0.001$$



Módulo de Young: $E = \frac{49.512 - 12.378}{0.001 - 0.000} = 40510 \text{ MPa}$

Coefficiente de Poisson $\nu = \frac{0.001 - 0.000}{0.001 - 0.000} = 0.222$

Se llevó a cabo el mismo procedimiento para las siete muestras, con lo cual se promedió el coeficiente de Poisson y módulo de Young obteniendo el siguiente resultado:

Módulo de Young:

$$= (37703.22 + 27992.79 + 21989.63 + 25346.83 + 40510.88 + 23390.36 + 25206.2)/7$$

$$E = 28877.14 \text{ MPa}$$

Coeficiente de Poisson

$$\nu = (0.24 + 0.28 + 0.20 + 0.18 + 0.22 + 0.31 + 0.21)/7 = 0.23$$

Se adjunta la Tabla 22 con los valores de todos resultados obtenidos.

Tabla 22 Parámetros geo mecánicos de las muestras de dolomita.

No	Diámetro d(mm)	Altura h(mm)	Masa m(g)	Carga F(kN)	UCS (Mpa)	Resistencia a la tracción (Mpa)	Módulo de Young (Mpa)	Coeficiente de Poisson	Volumen (cm ³)	Densidad (g/cm ³)
1	50.08	49.54	250.2	204.42	103.83				97.53	2.57
2	50.29	48.89	261.3	192.53	96.98				97.06	2.69
3	50.16	48.42	209	134.65	68.17				95.63	2.19
4	50.11	48.86	263.3	255.75	129.75				96.31	2.73
5	50.15	48.7	261.6	267.35	135.42				96.15	2.72
6	50.08	49.73	252.4	90.18		36.21			97.91	2.58
7	50.25	49.36	257.9	102.95		41.50			97.84	2.64
8	50.21	48.78	247.2	89.76		36.65			96.54	2.56
9	50.15	49.21	216.6	90.59		36.71			97.15	2.23
10	50.3	49.29	251.1	108.13		43.61			97.90	2.56
I	50.25	99.21	530.4	150.91	76.13		37703.22	0.24	196.65	2.70
II	50.22	98.9	471.9	131.13	66.23		27992.79	0.28	195.80	2.41
III	50.39	99.36	486.9	141.16	70.82		21989.63	0.20	198.05	2.46
IV	50.31	99.41	508.2	155.02	78.02		25346.83	0.18	197.52	2.57
V	47.65	95.13	442.1	110.31	61.89		40510.88	0.22	169.56	2.61
VI	45.34	93.89	366.6	155.34	96.26		23390.36	0.31	151.51	2.42
VII	47.67	94.09	433.1	137.37	77.01		25206.28	0.21	167.84	2.58
		promedio	335.871		75.19		28877.14	0.23		

ANEXO C: RESULTADOS ENSAYOS DE PERMEABILIDAD

Los parámetros del agua que pasó a través de la arena son los siguientes:

- 218 ml durante 10 min con una temperatura de 13°C.

Reemplazando los valores en la ecuación 13 y 12 respectivamente se obtiene el siguiente valor de permeabilidad:

$$\alpha = 0.03 \cdot \left(\frac{1}{13-10}\right) = 0.01$$

$$k = \frac{218}{314 \cdot 600 \cdot 1 \cdot (0.7 + 18 \cdot 0.01)} = 0.001394 \text{ cm/s}$$

El resultado obtenido es un valor correcto para la arena ya que, regularmente, la permeabilidad de esta tiene un rango de 10^{-1} a 10^{-3} cm/s, y es considerado un valor medio, esto quiere decir que el relleno no ofrecerá mucha resistencia al paso del agua, algo positivo ya que esto facilita su drenaje.

ANEXO D: RESULTADOS ENSAYOS DE GRANULOMETRÍA

El peso antes y después del paso del *bowl* con arena por el horno fueron las siguientes:

Antes del calentamiento: $(1810 + 1500) \text{ g} = 3310 \text{ g}$.

Después del calentamiento: $(1810 + 1489.9) \text{ g} = 3299.9 \text{ g}$.

Para conocer el d_{01} luego del calentamiento y teniendo en cuenta la información de la diferencia de la muestra menos el peso del *bowl* se obtuvo lo siguiente:

1500 (arena antes del paso por el tamiz): 100%

1489.9 (arena después del calentamiento): x

$$x = \frac{1489.9 \cdot 100}{1500} = 99.33\%$$

Posteriormente el d_{01} es: $100\% - 99.33\% = 0.67\%$

Esto quiere decir que un 0.67% de los granos de arena tiene un tamaño menor a 0.01 mm.

Para el análisis granulométrico los todos los tamices fueron pesados individualmente y luego con la arena contenida en ellos, finalmente se calculó la diferencia entre ambos y se obtuvo la Tabla 23:

Tabla 23 Información análisis granulométrico

Tamaño del tamiz	Peso del tamiz (g)	Peso del tamiz + arena (g)	Sobre-tamaños (g)
1.60 mm	451.8	453	1.2
1.25 mm	429.1	429.8	0.7
0.80 mm	358.7	366.8	8.1
0.40 mm	337.4	590.2	252.8
0.10 mm	302.7	1000.5	697.8
0.056 mm	299.7	326.3	26.6
		Total	987.2

De acuerdo con la información de la Tabla 21, hay una pérdida de 12.8 g de arena, la cual se pierde durante el ensayo. Además, la mayor parte la muestra está sobre 0.1 mm y solo un 3% la

atravesó, este tamaño es crucial ya que puede provocar que la tubería se obstruya impidiendo el paso del relleno. Con estos valores se creó la curva granulométrica (ver Figura 89).

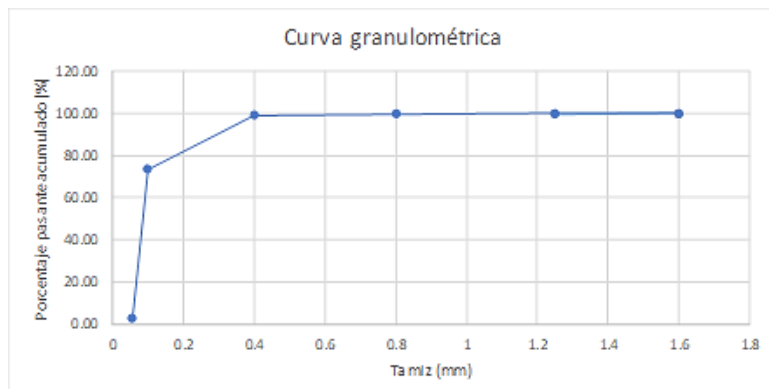


Figura 89 Curva granulométrica

ANEXO E: RESULTADOS ENSAYO DE COMPRESIBILIDAD

Se realizaron los cálculos para cada edómetro, generando un gráfico de compresibilidad individual (Figura 90, 91 y 92). De estos gráficos se observó el valor de la compresibilidad para un valor de 15 MPa aproximadamente, ya que es un valor promedio para una profundidad estimada en una mina subterránea de 1000 m.

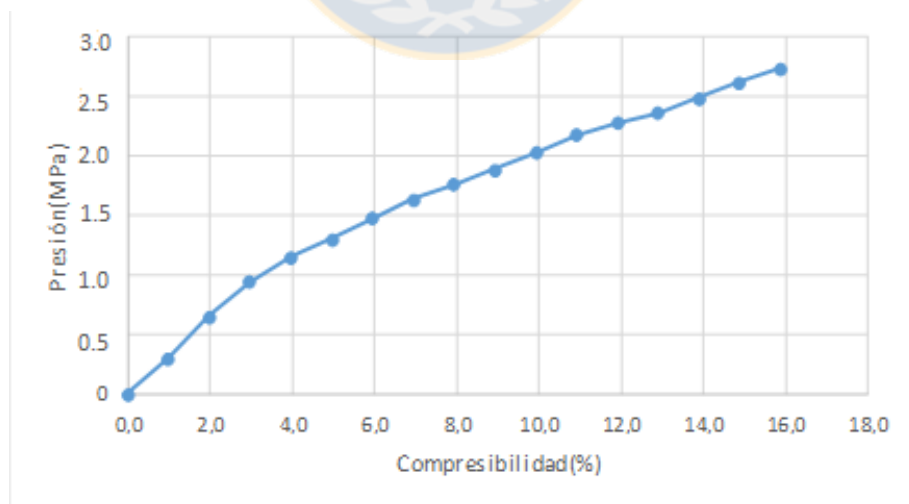


Figura 90 Compresibilidad edómetro N°3.

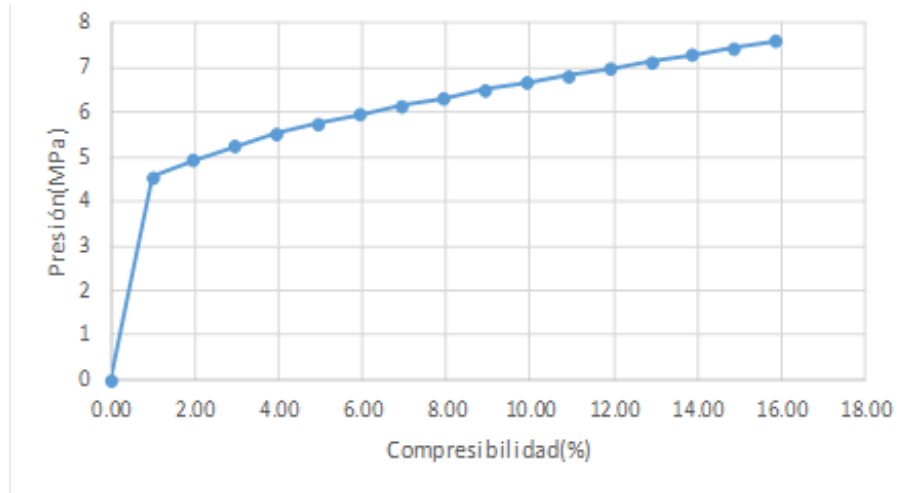


Figura 91 Compresibilidad edómetro N°7.

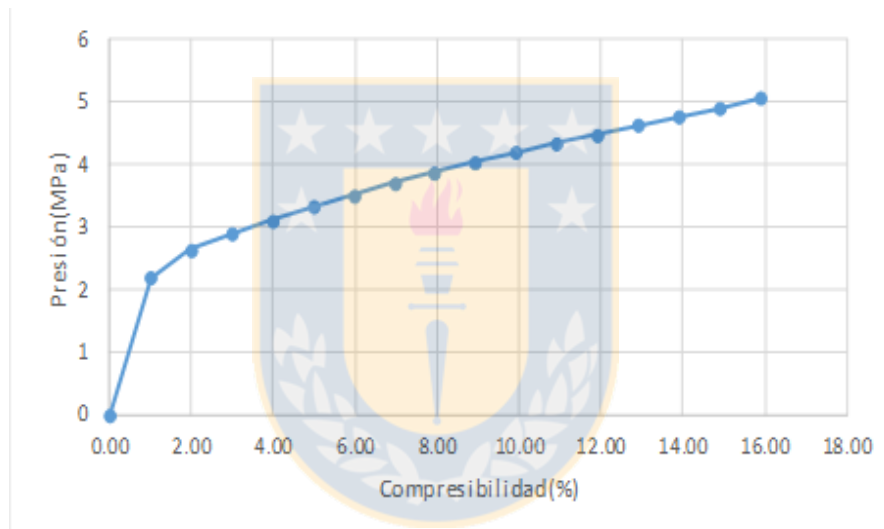


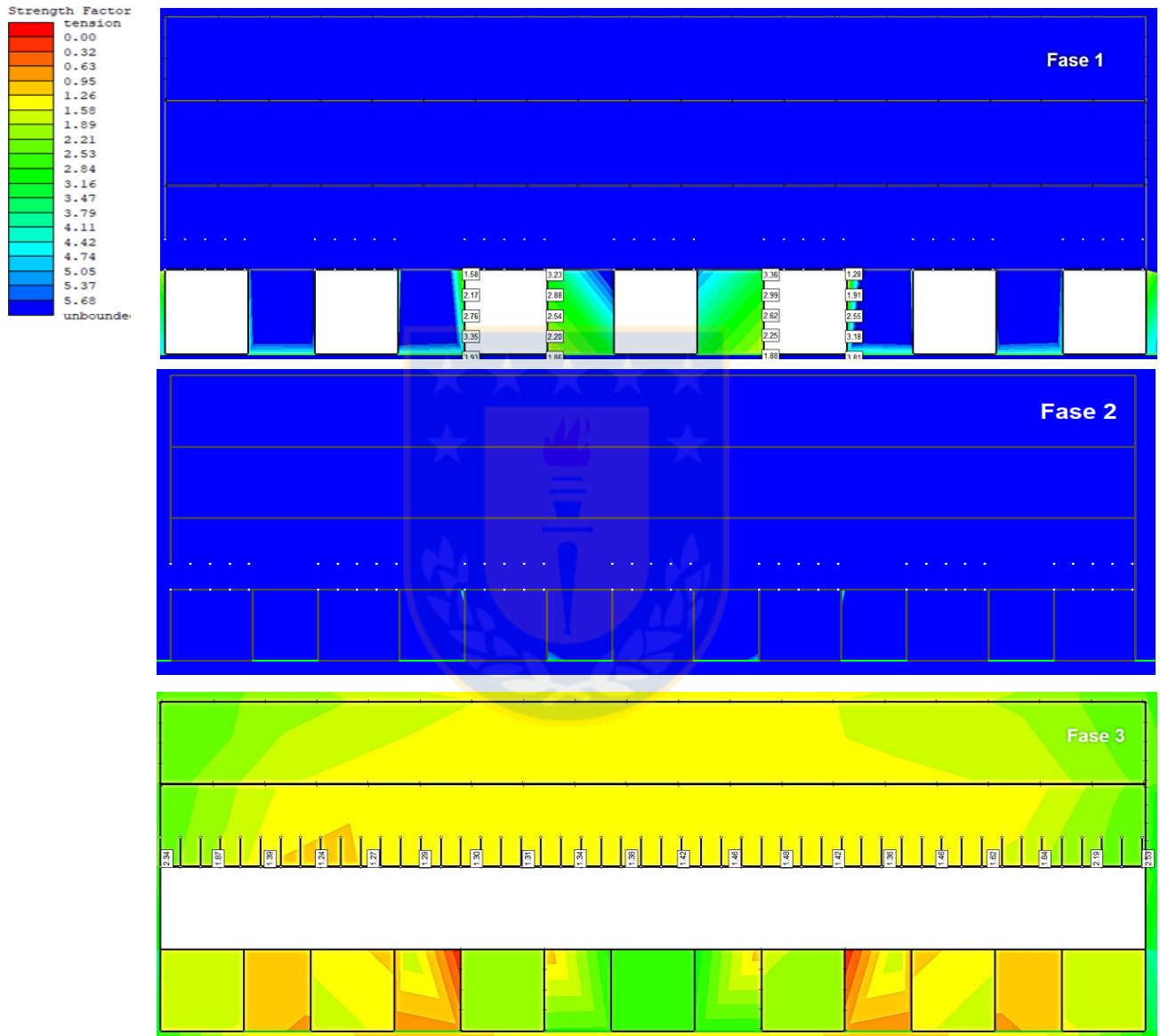
Figura 92 Compresibilidad edómetro N°10

El promedio de la compresibilidad de los 3 edómetros para una presión aproximada de 15 MPa fue de 4.99%. En Polonia se consideran tres rangos de compresibilidad, el primero abarca un rango de 0% hasta 5%, el segundo de 5% hasta un 10% y el tercero de un 10% hasta 15%. El resultado obtenido se encuentra en la primera clasificación, algo positivo ya que la compresibilidad está relacionada con la subsidencia, por lo tanto, a una menor compresibilidad se tiene menor subsidencia en la superficie, lo que significa que el daño en esta será el más bajo posible.

ANEXO F: MODELAMIENTO NUMÉRICO

MODELAMIENTO NUMÉRICO CASO BASE DE LAS FASES RESTANTES

En la Figura 93 se muestra el modelamiento numérico de las fases pares o también las etapas restantes que no se mostraron en el trabajo (*Strength Factor*).



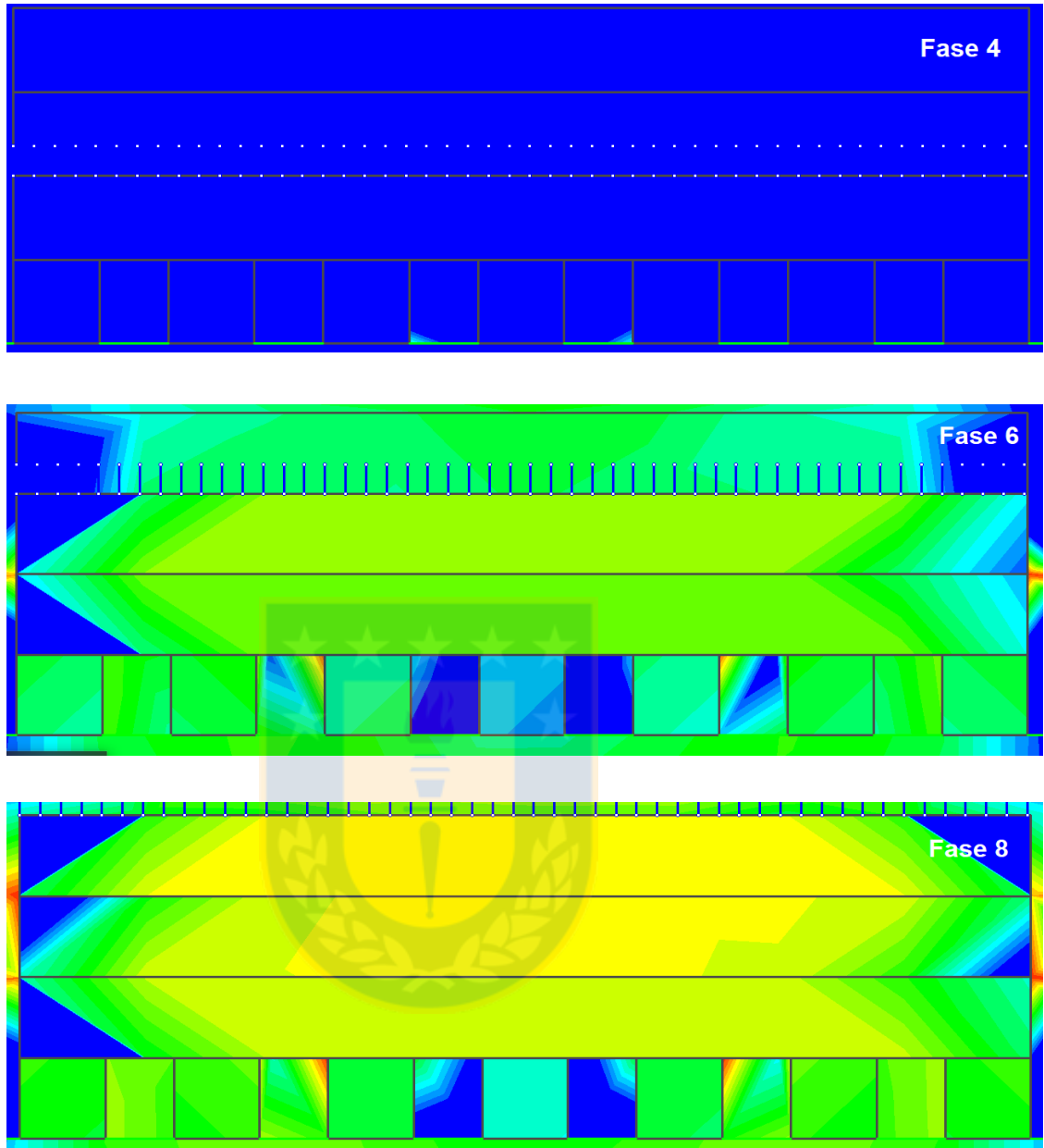
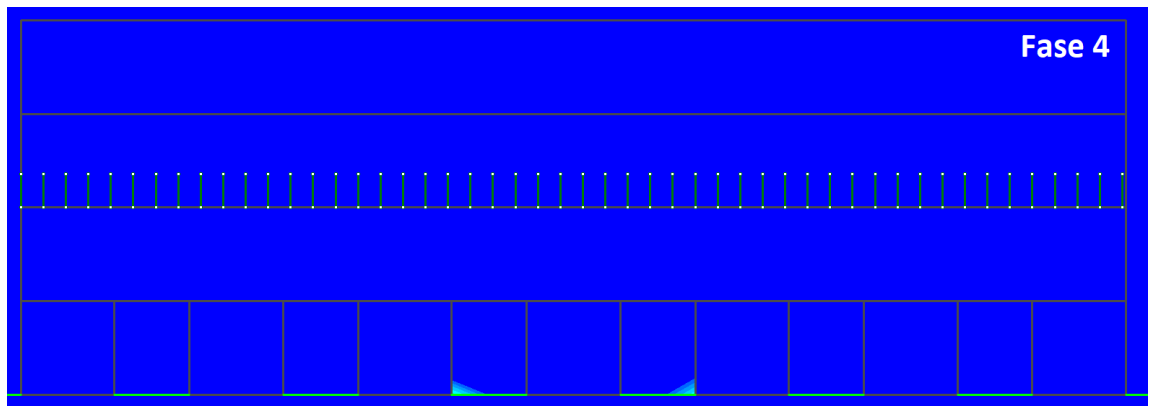
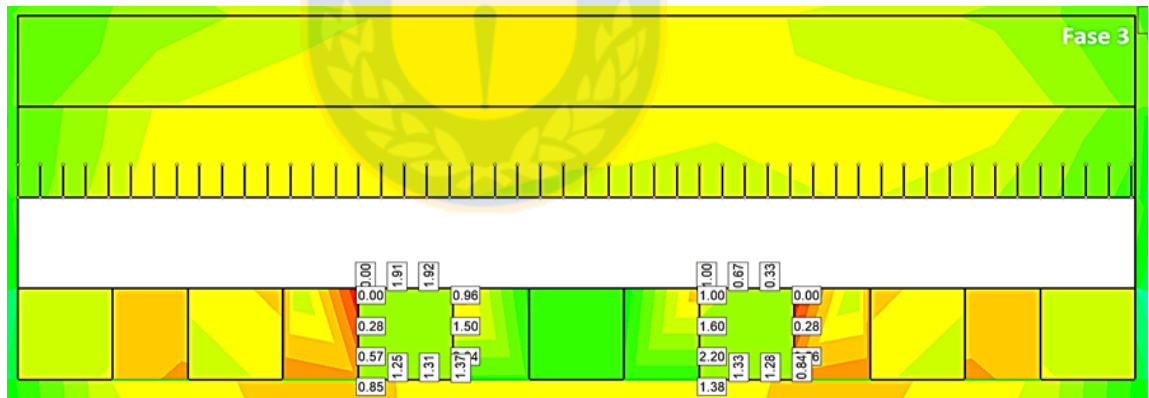
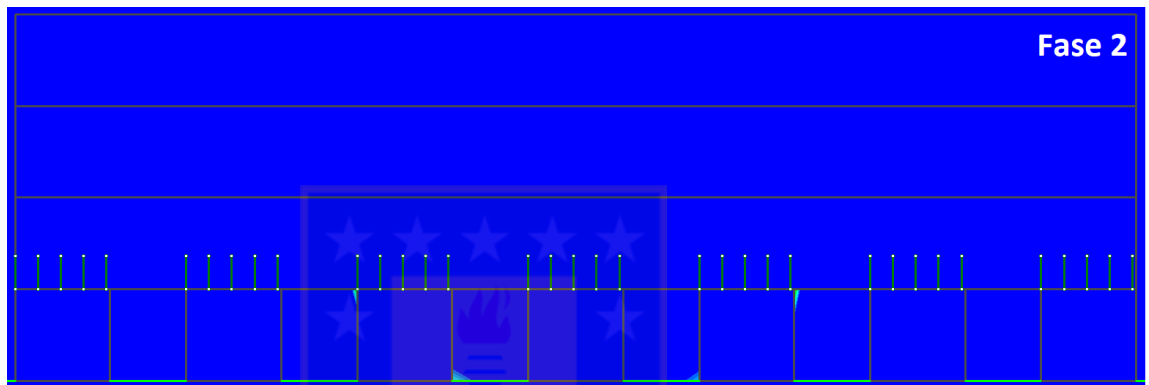
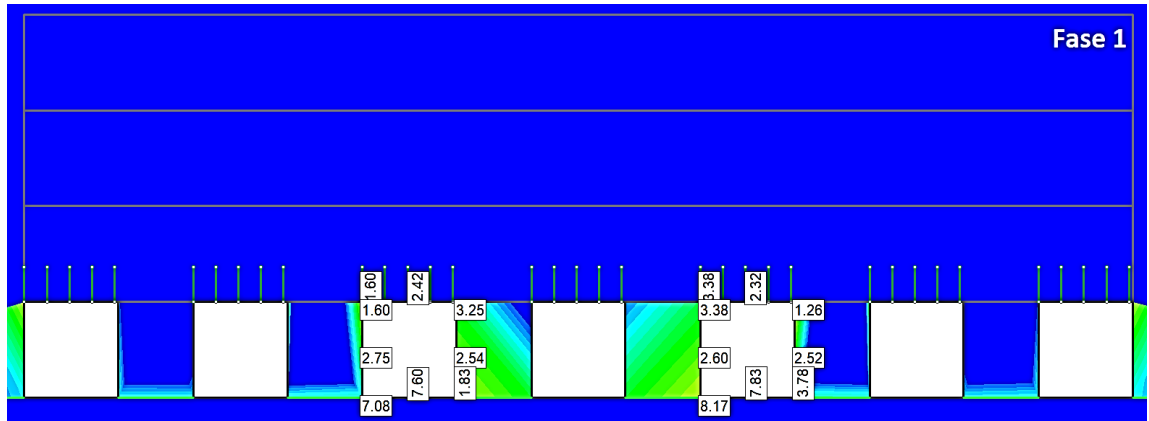
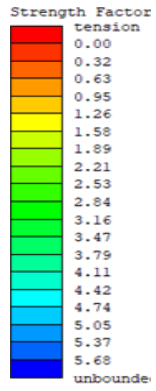


Figura 93 Fases restantes del modelamiento numérico del caso base (*Strength Factor*).

MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LAS FASES RESTANTES CON PERNO CEMENTADO

En la Figura 94 se muestran las simulaciones que no se mostraron en el trabajo del modelamiento numérico utilizando perno cementado o también conocido con lechada de cemento (*Strength Factor*).



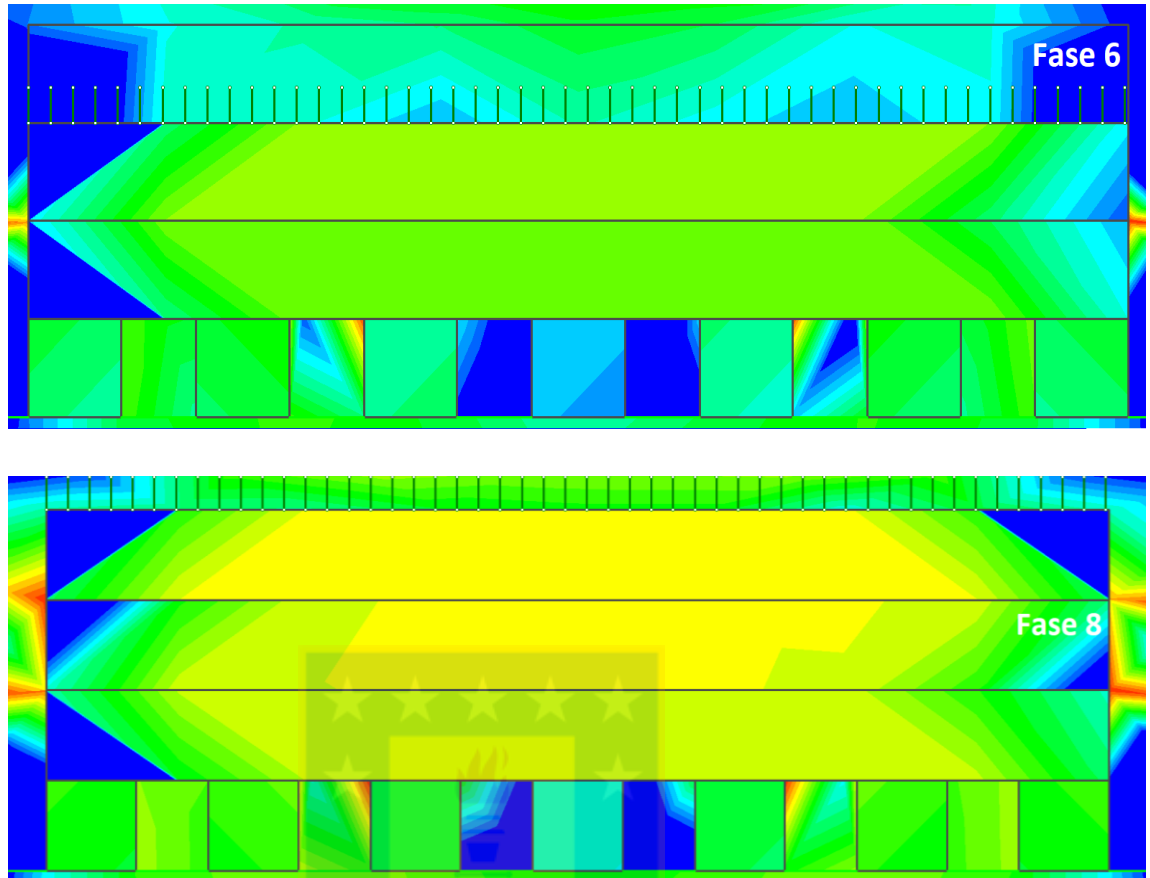
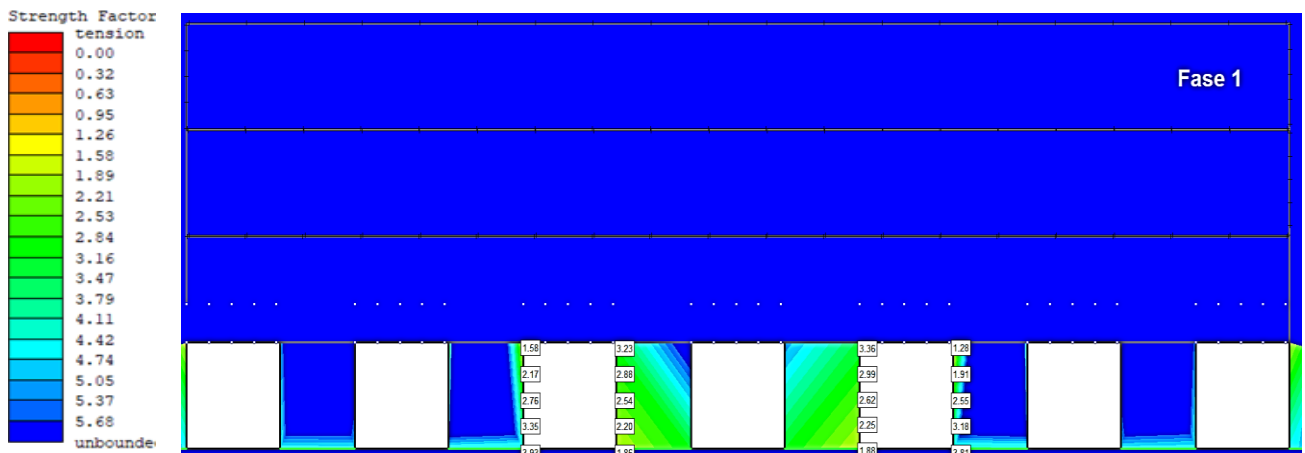
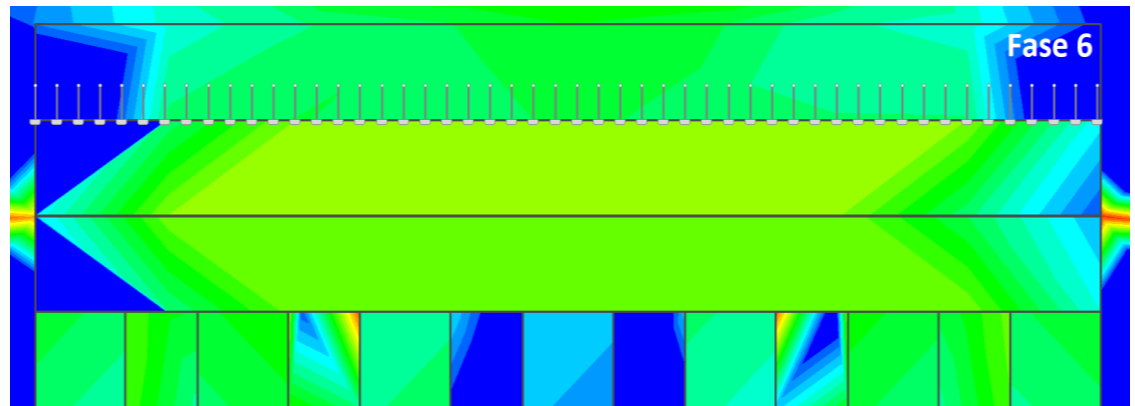
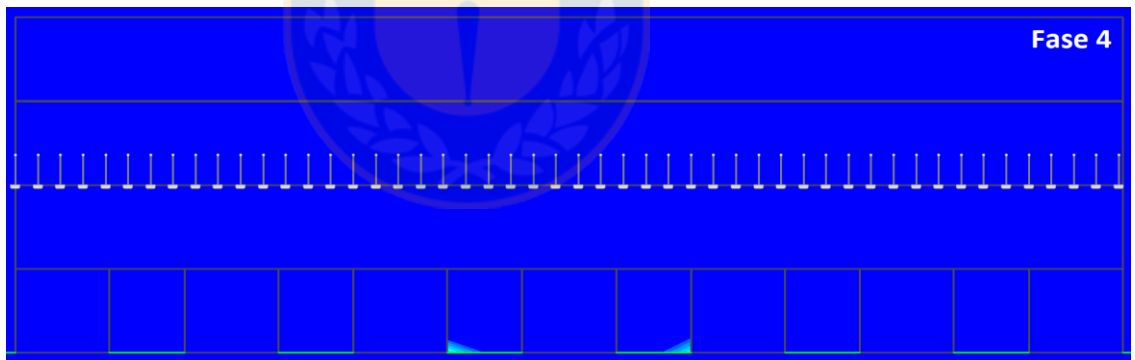
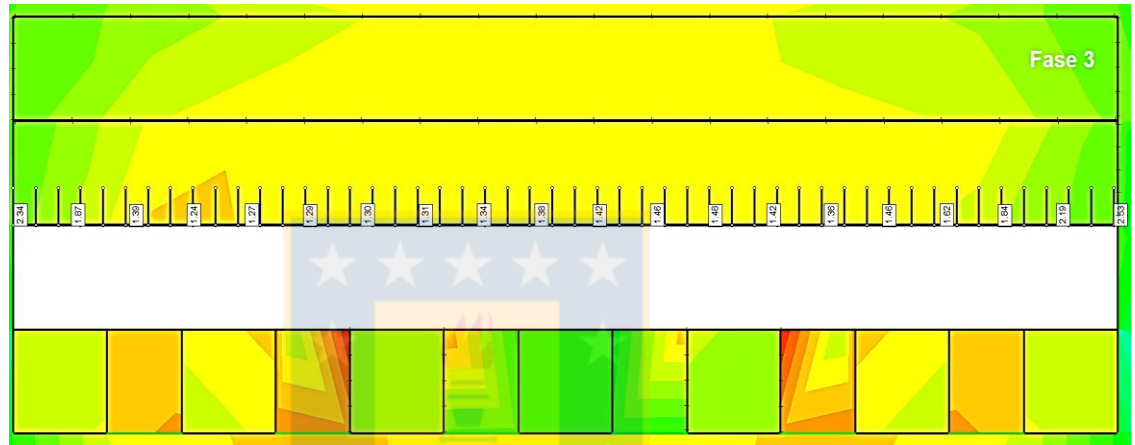
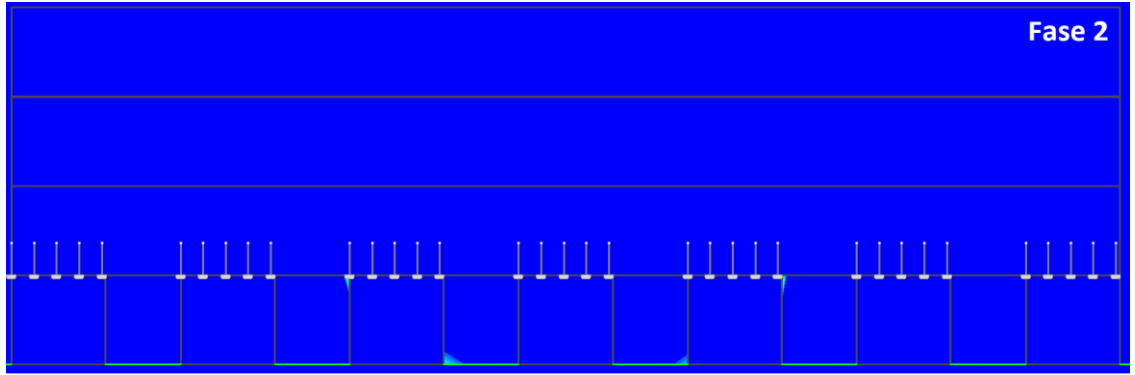


Figura 94 Fases restantes del modelamiento numérico con perno cementado (*Strength Factor*).

MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LAS FASES RESTANTES CON PERNO DE CABLE PLANO

En la Figura 95 se muestran las simulaciones que no se mostraron en el trabajo del modelamiento numérico, empleando perno de cable plano (*Strength Factor*).





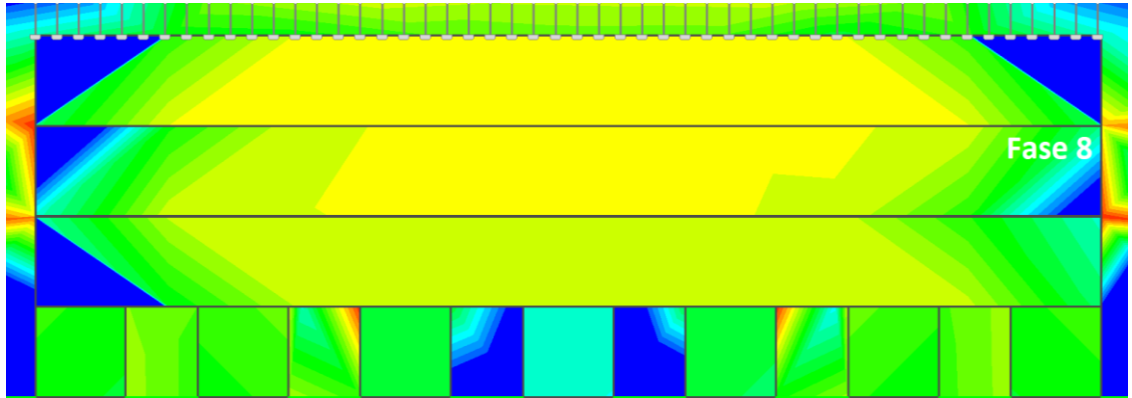
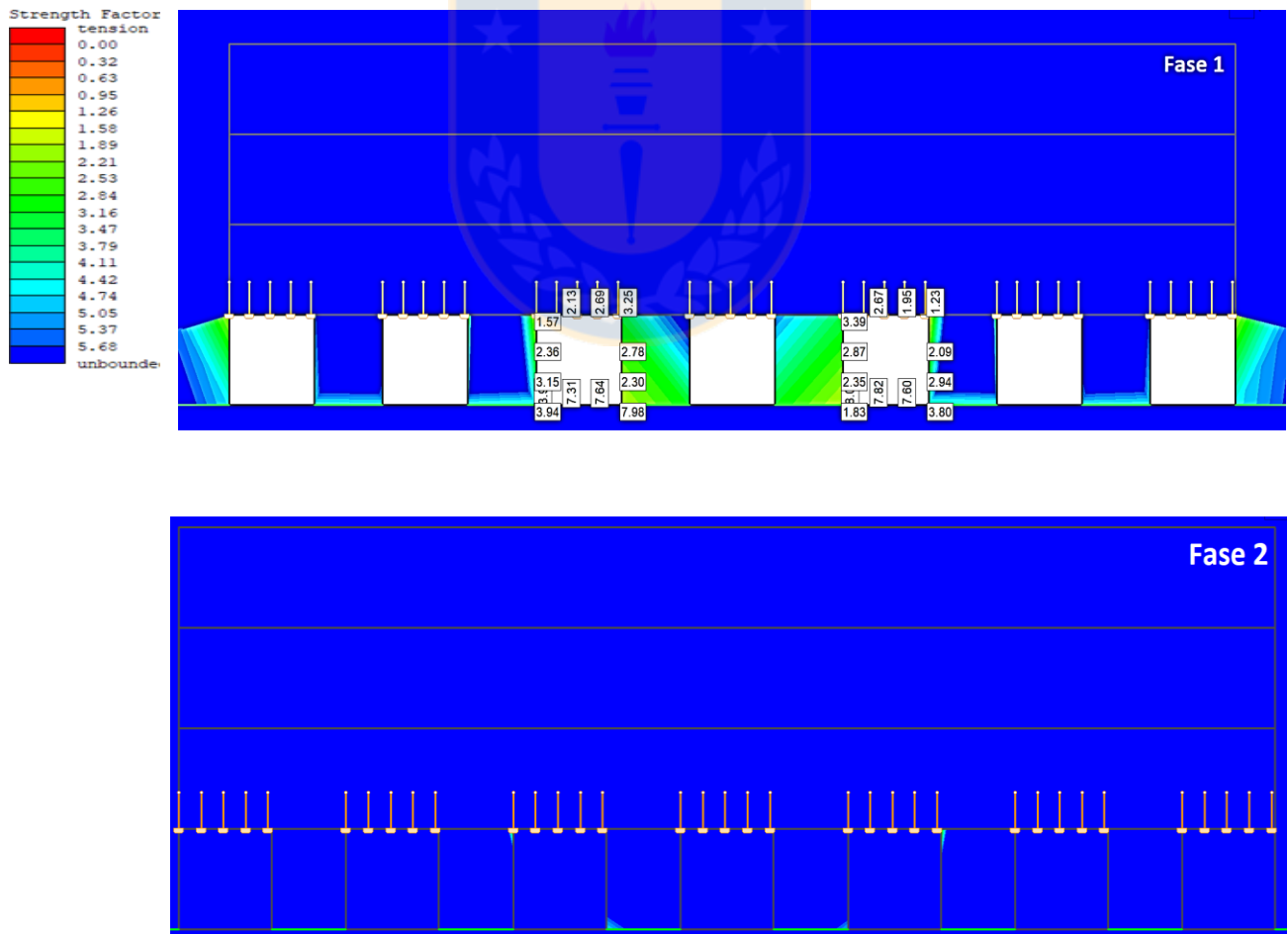


Figura 95 Fases restantes del modelamiento numérico con perno de cable plano (*Strength Factor*)

MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LAS FASES RESTANTES CON PERNO TIPO SWELLEX

En la Figura 96 se muestran las simulaciones que no se mostraron en el trabajo del modelamiento numérico empleando perno tipo Swellex (*Strength Factor*).



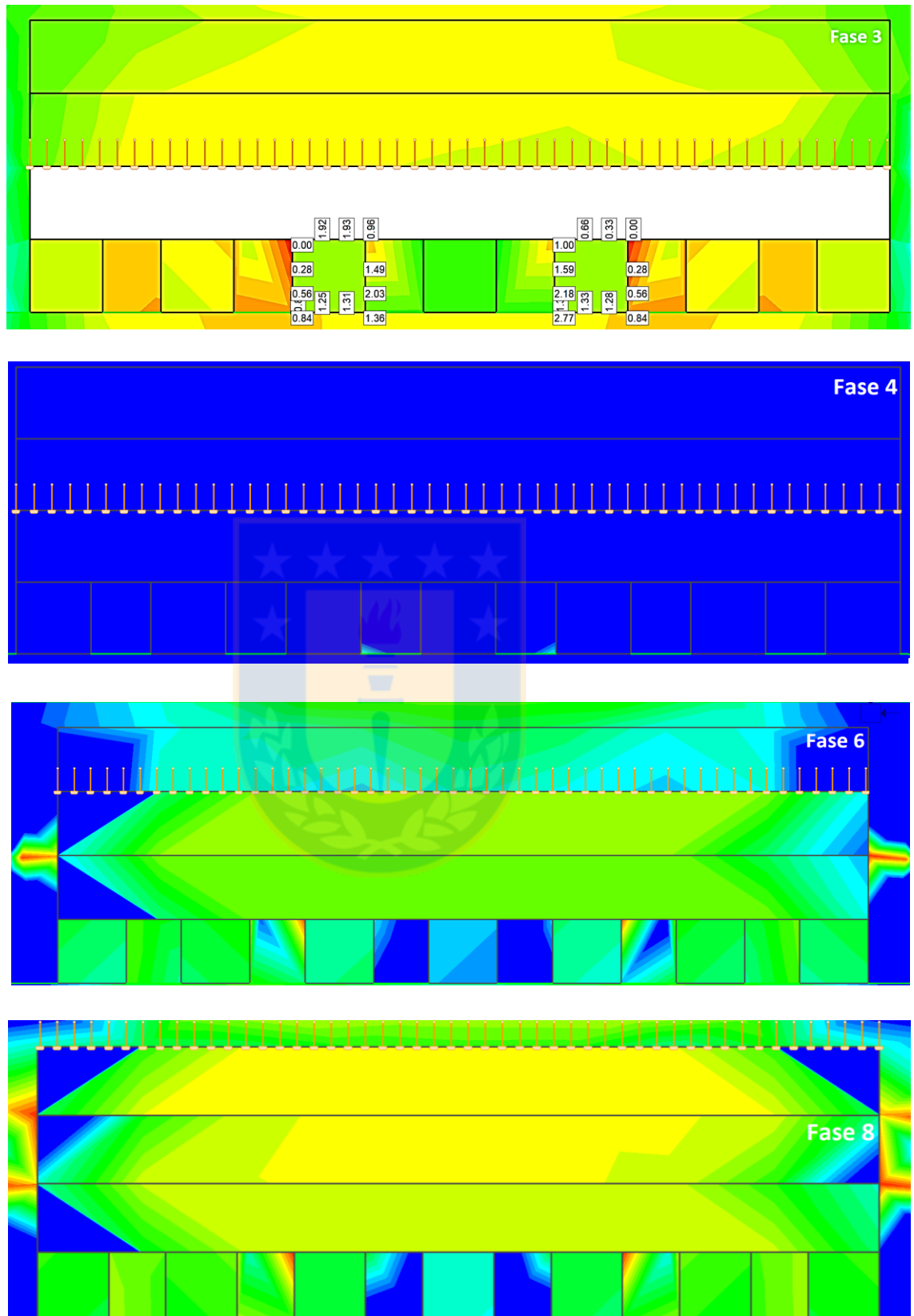
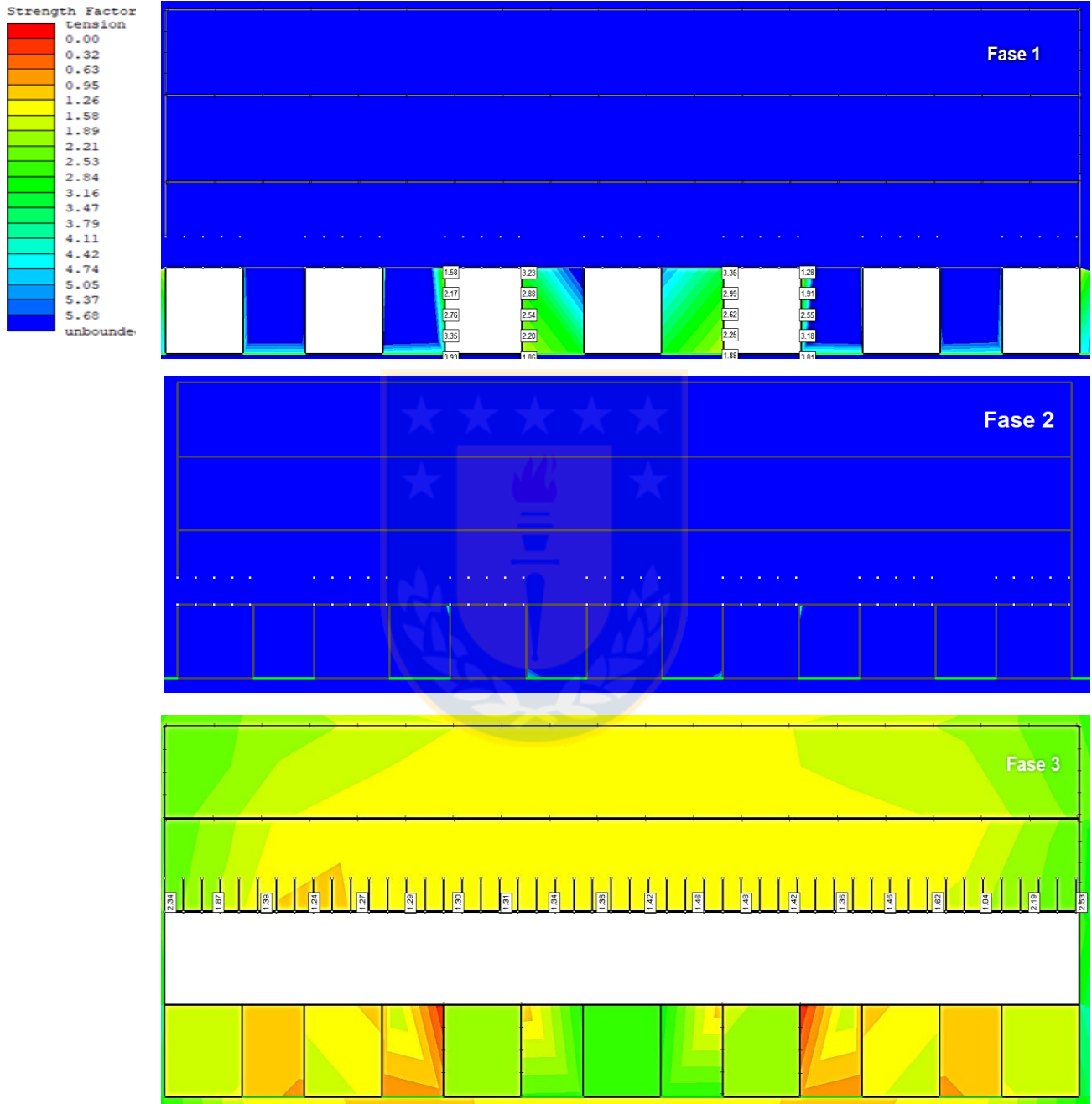


Figura 96 Fases restantes del modelamiento numérico con perno tipo Swellex (*Strength Factor*).

MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LAS FASES RESTANTES CON RELLENO CEMENTADO

En la Figura 97 se muestran las simulaciones que no se mostraron en el trabajo del modelamiento numérico usando relleno cementado (*Strength Factor*).



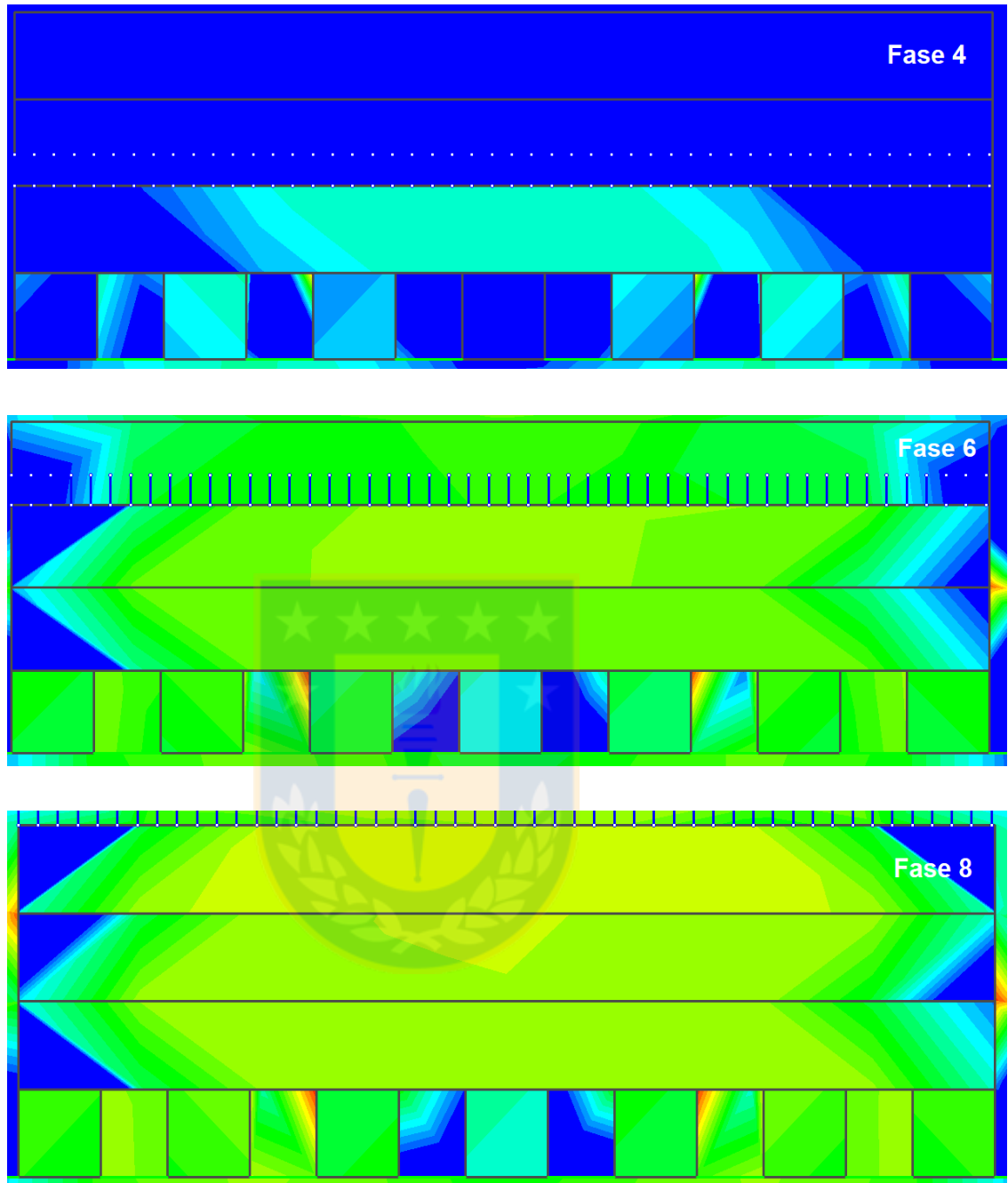
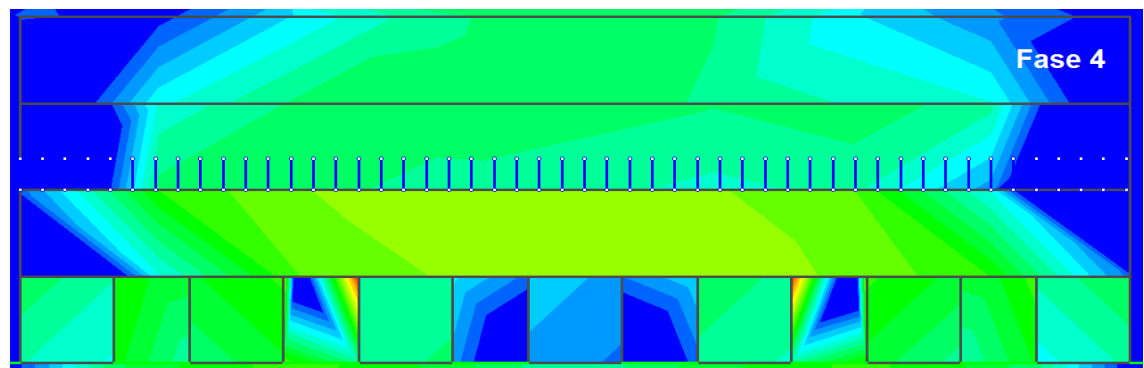
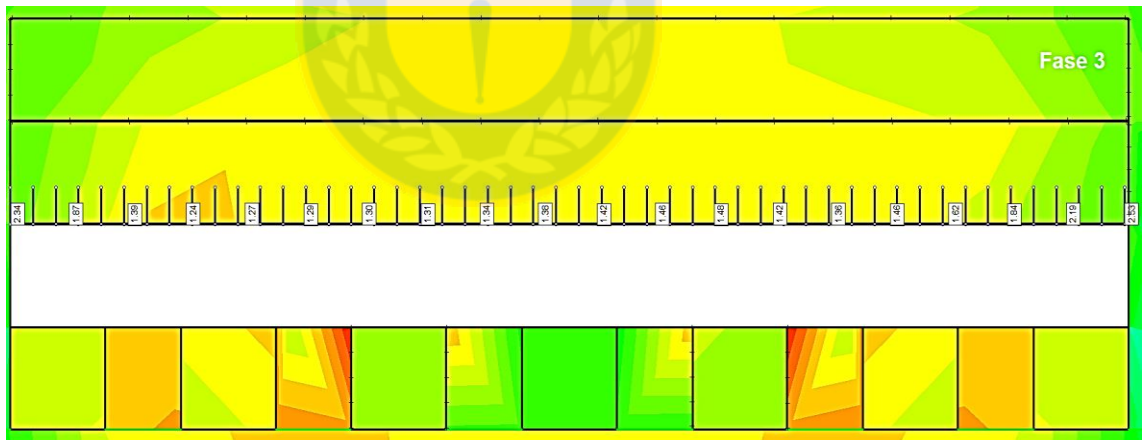
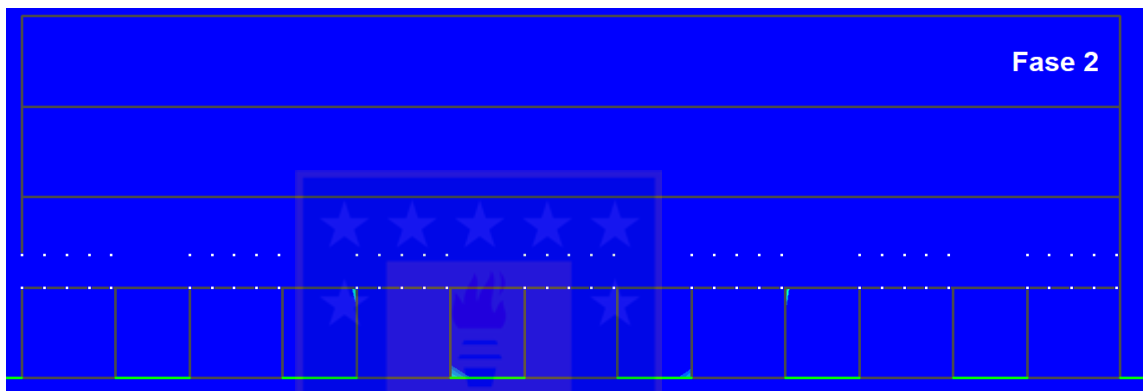
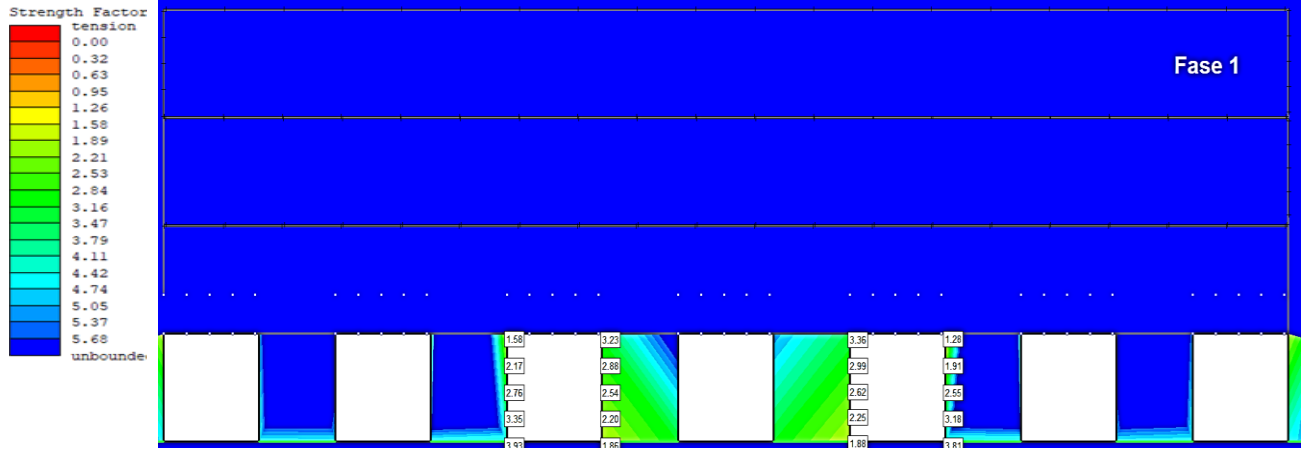


Figura 97 Fases restantes del modelamiento numérico con relleno cementado (*Strength Factor*).

MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LAS FASES RESTANTES CON RELLENO EN PASTA

En la Figura 98 se muestran las simulaciones que no se mostraron en el trabajo del modelamiento numérico usando relleno en pasta (*Strength Factor*).



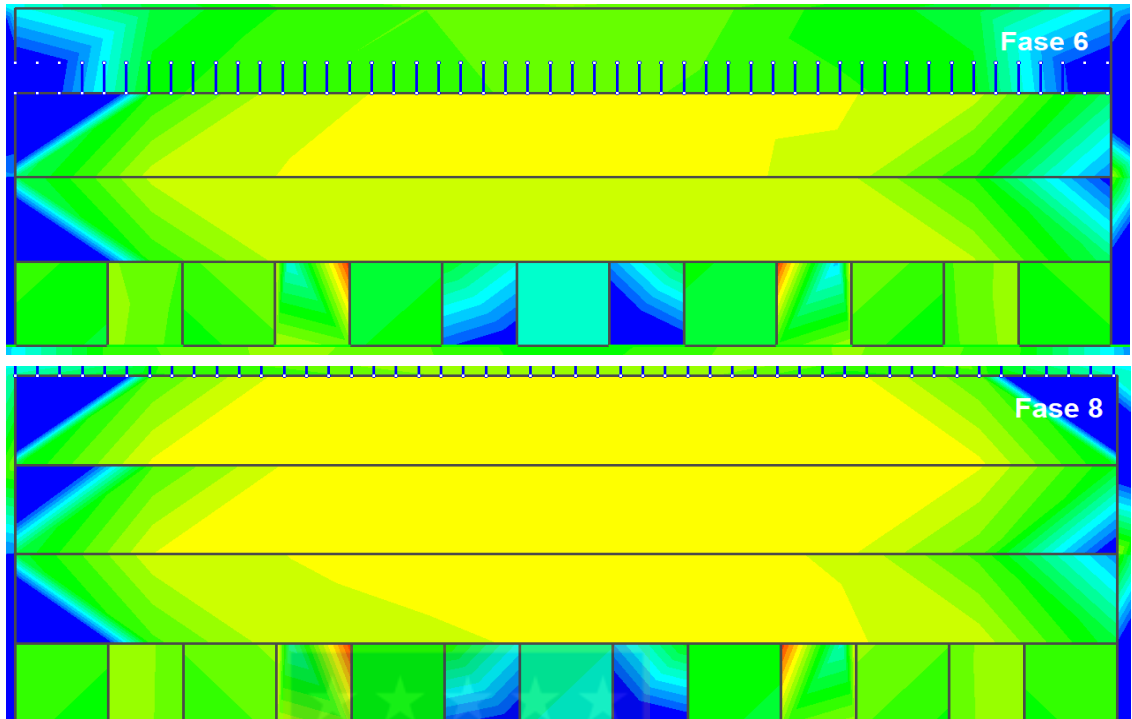
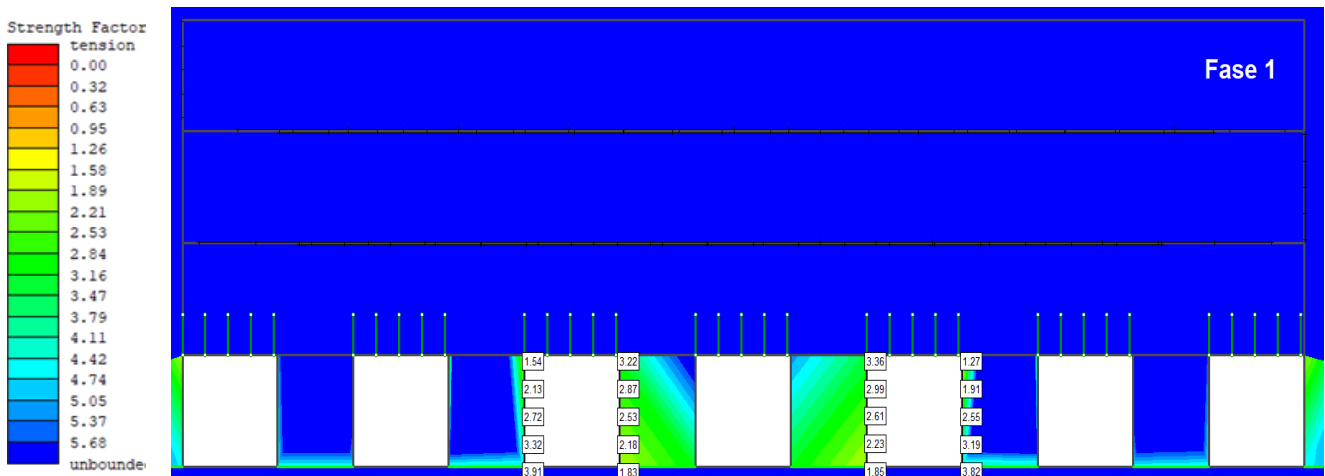
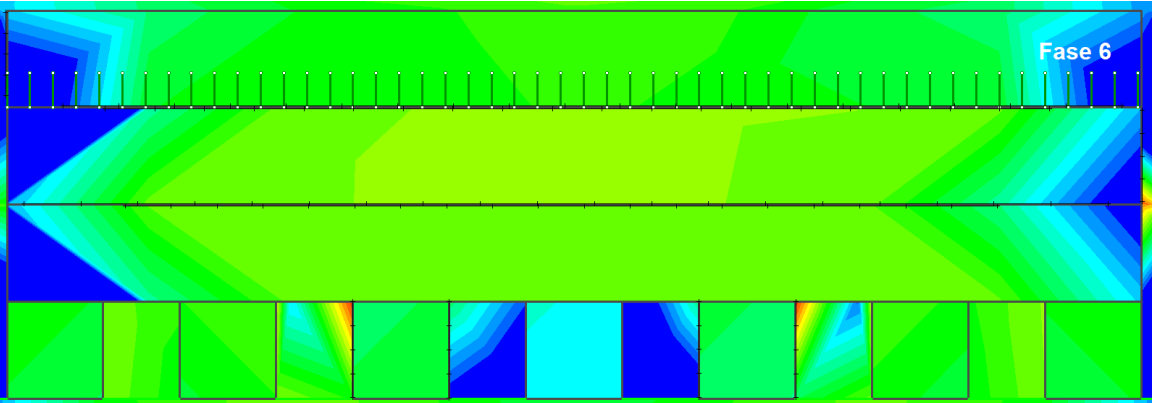
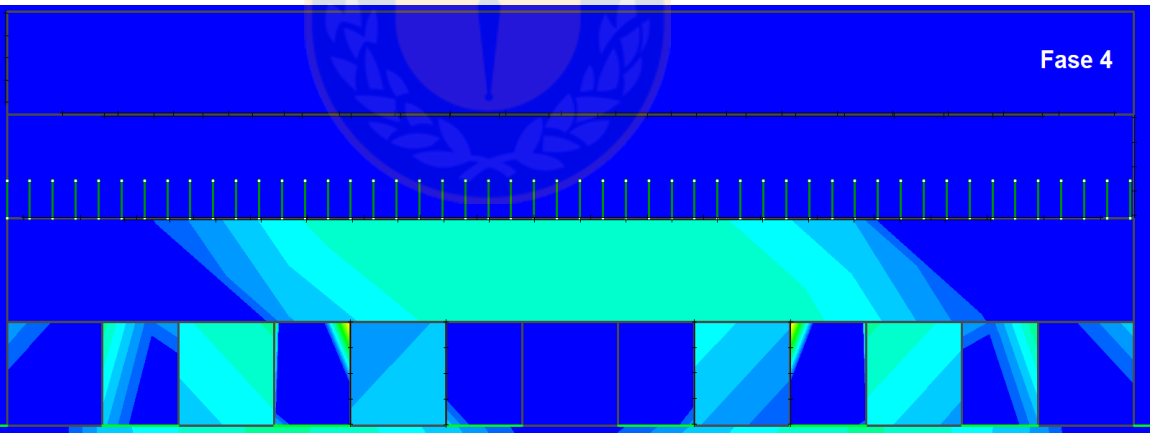
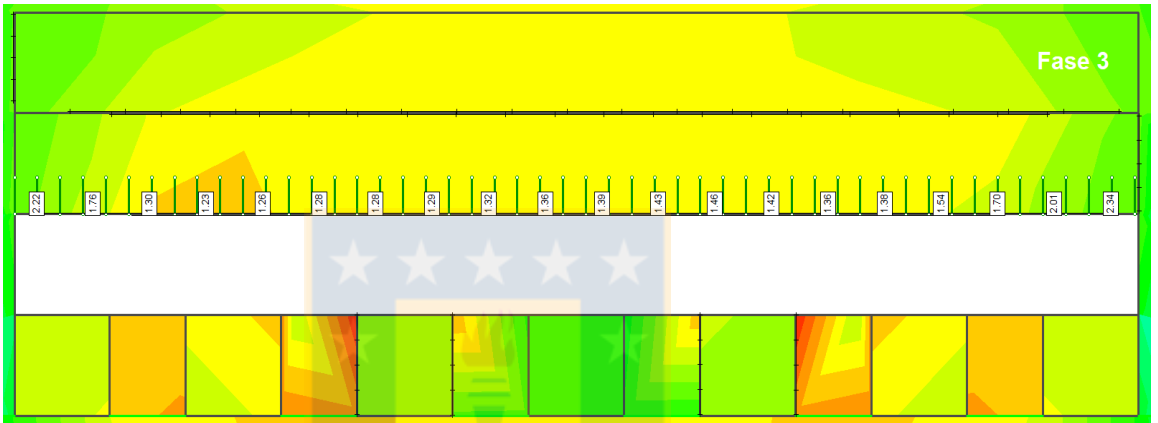
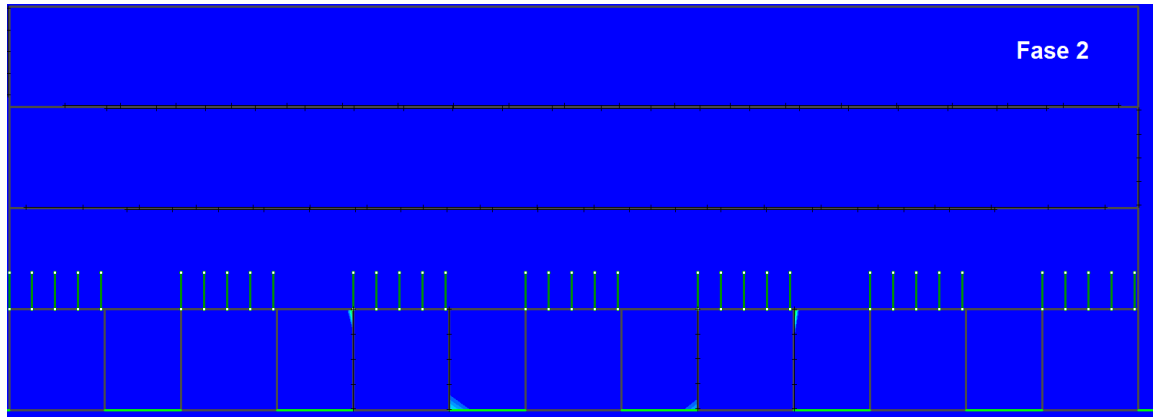


Figura 98 Fases restantes del modelamiento numérico con relleno en pasta (*Strength Factor*).

MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LAS FASES RESTANTES DE LA MEJOR COMBINACIÓN DE PERNOS Y RELLENO (*STRENGTH FACTOR*)

En la Figura 99 se muestran las simulaciones que no se mostraron en el trabajo del modelamiento numérico usando la mejor combinación de pernos y relleno, los cuales son relleno cementado y perno con lechada de cemento (*Strength Factor*).





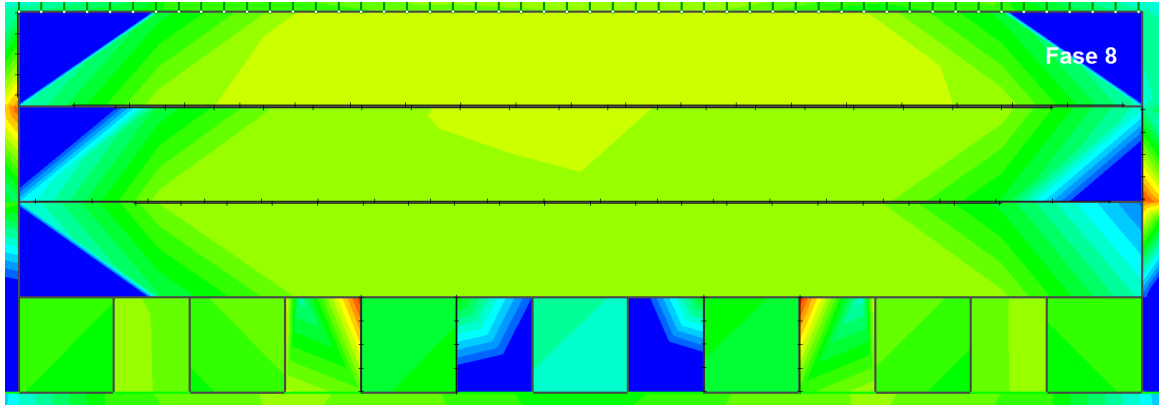
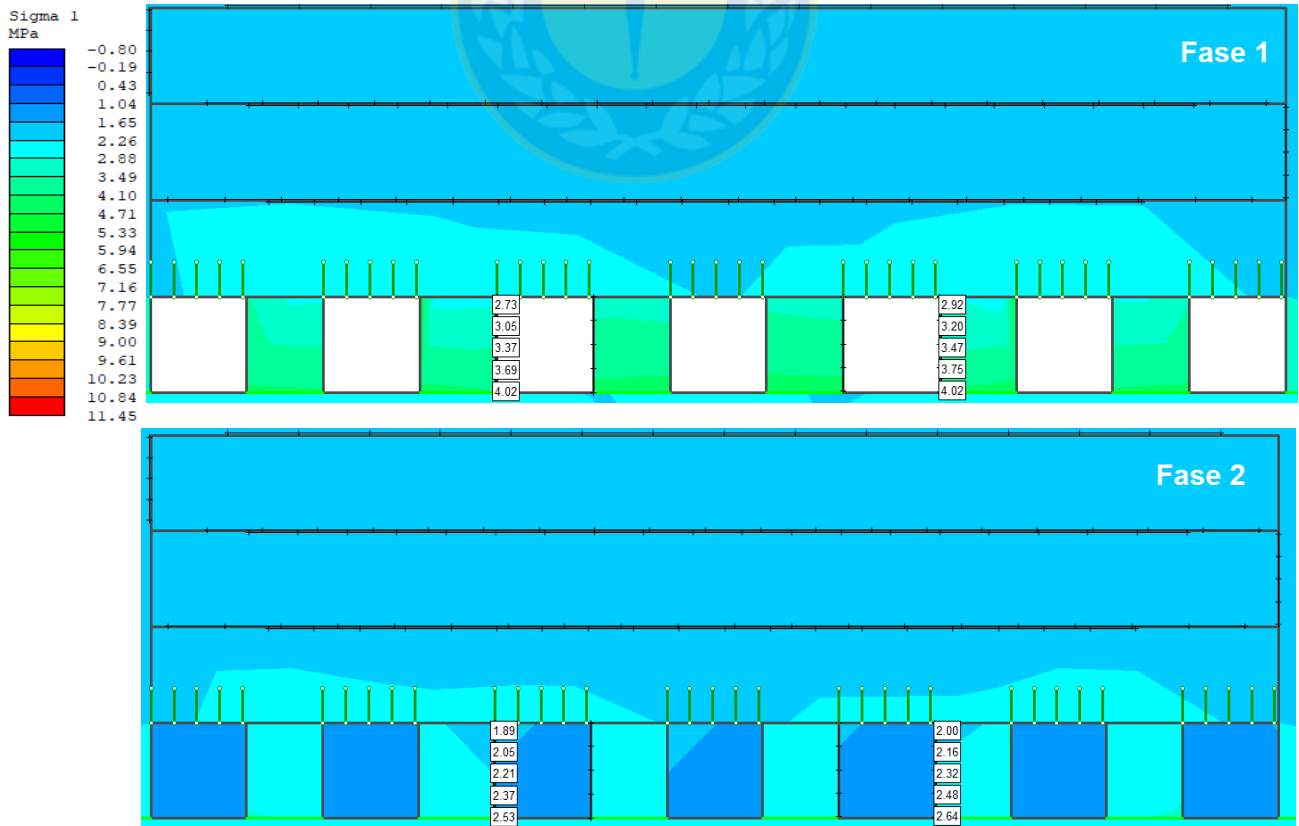


Figura 99 Fases restantes del modelamiento numérico con la mejor combinación de perno y relleno (Strength Factor).

MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LAS FASES RESTANTES DE LA MEJOR COMBINACIÓN DE PERNOS Y RELLENO (SIGMA 1)

En la Figura 100 se muestran las simulaciones que no se mostraron en el trabajo del modelamiento numérico usando la mejor combinación de pernos y relleno, los cuales son relleno cementado y perno con lechada de cemento (Sigma 1).



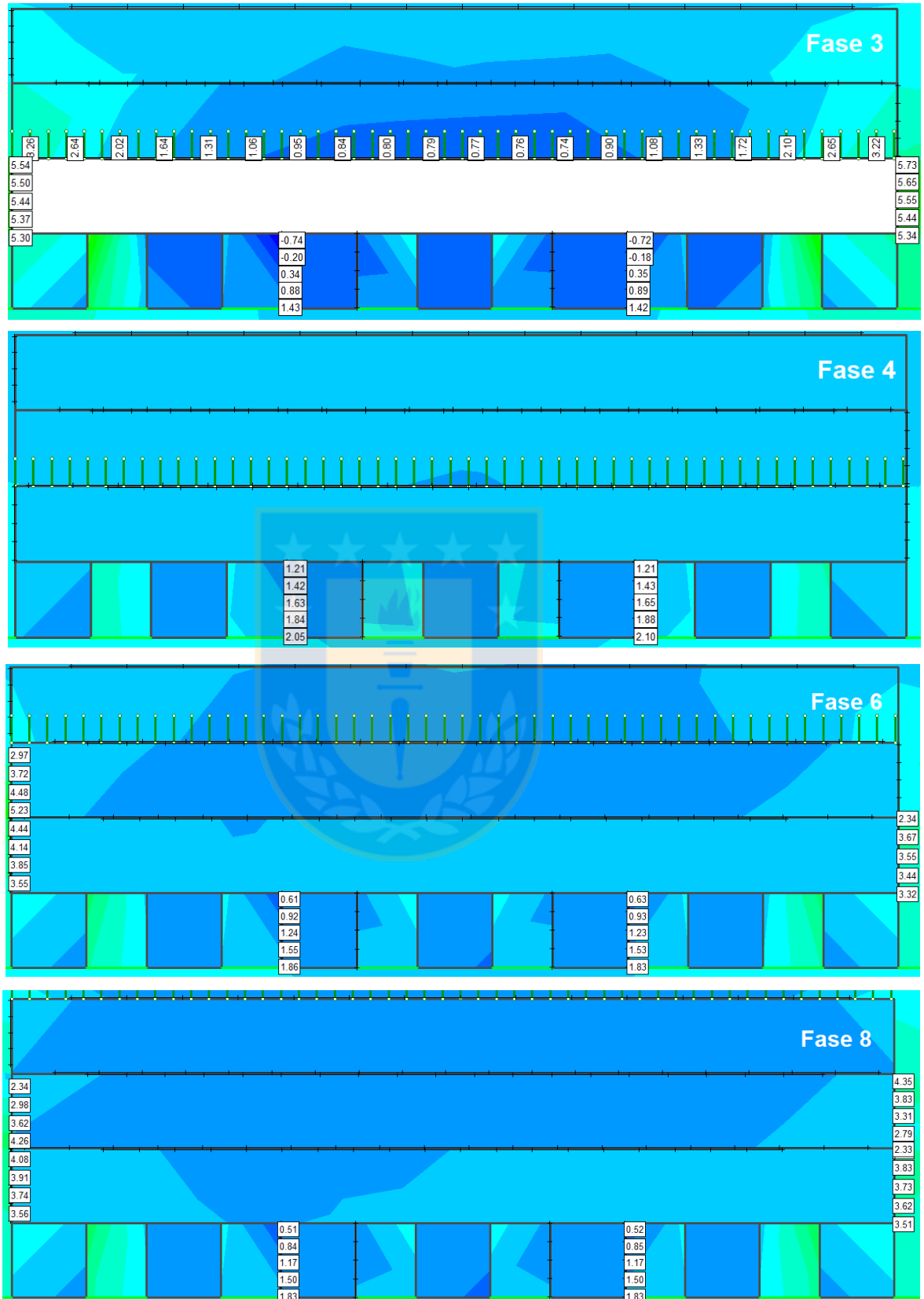
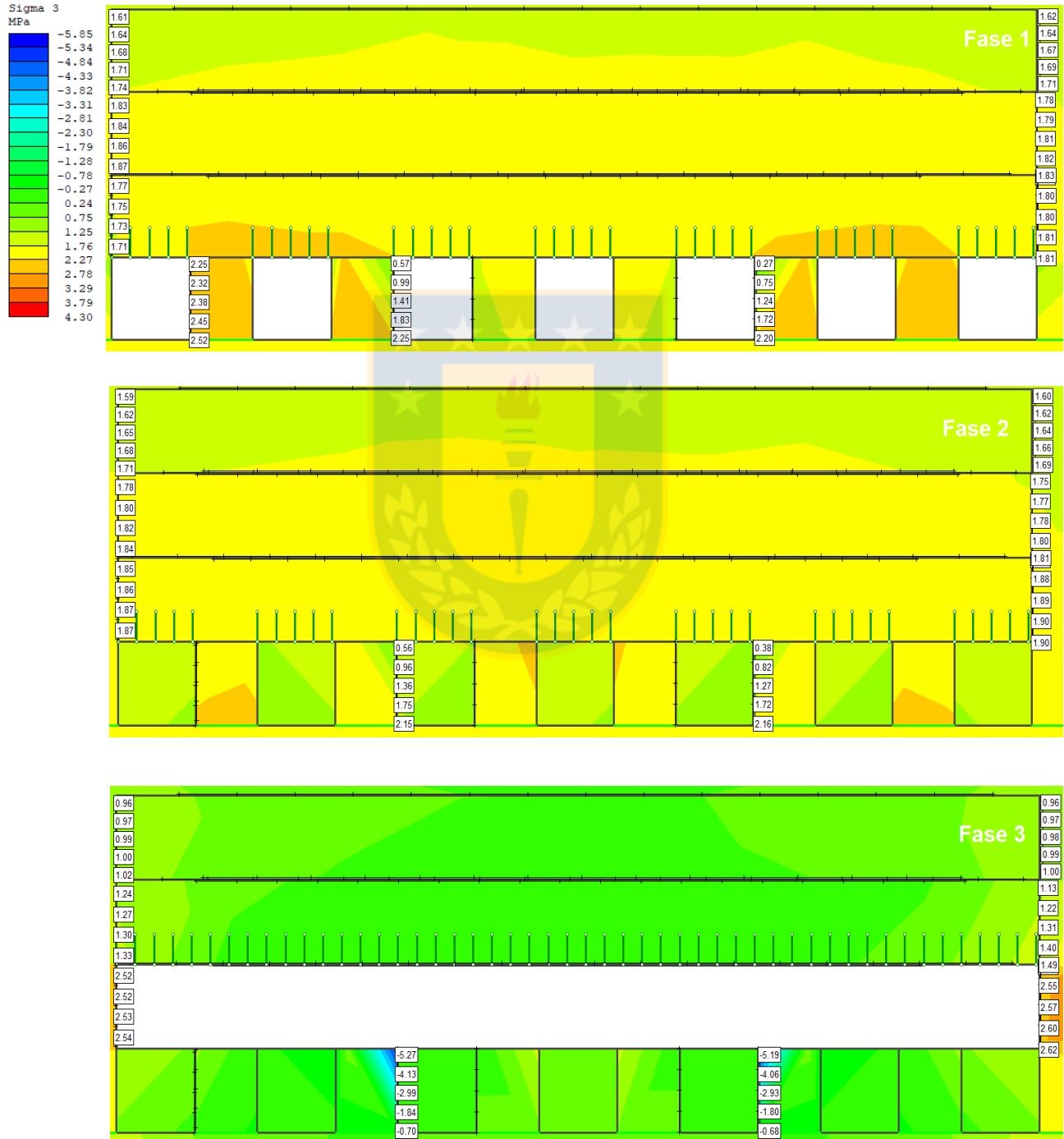


Figura 100 Fases restantes del modelamiento numérico con la mejor combinación de perno y relleno (Sigma 1).

MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LAS FASES RESTANTES DE LA MEJOR COMBINACIÓN DE PERNOS Y RELLENO (SIGMA 3)

En la Figura 101 se muestran las simulaciones que no se mostraron en el trabajo del modelamiento numérico usando la mejor combinación de pernos y relleno, los cuales son relleno cementado y perno con lechada de cemento (Sigma 3).



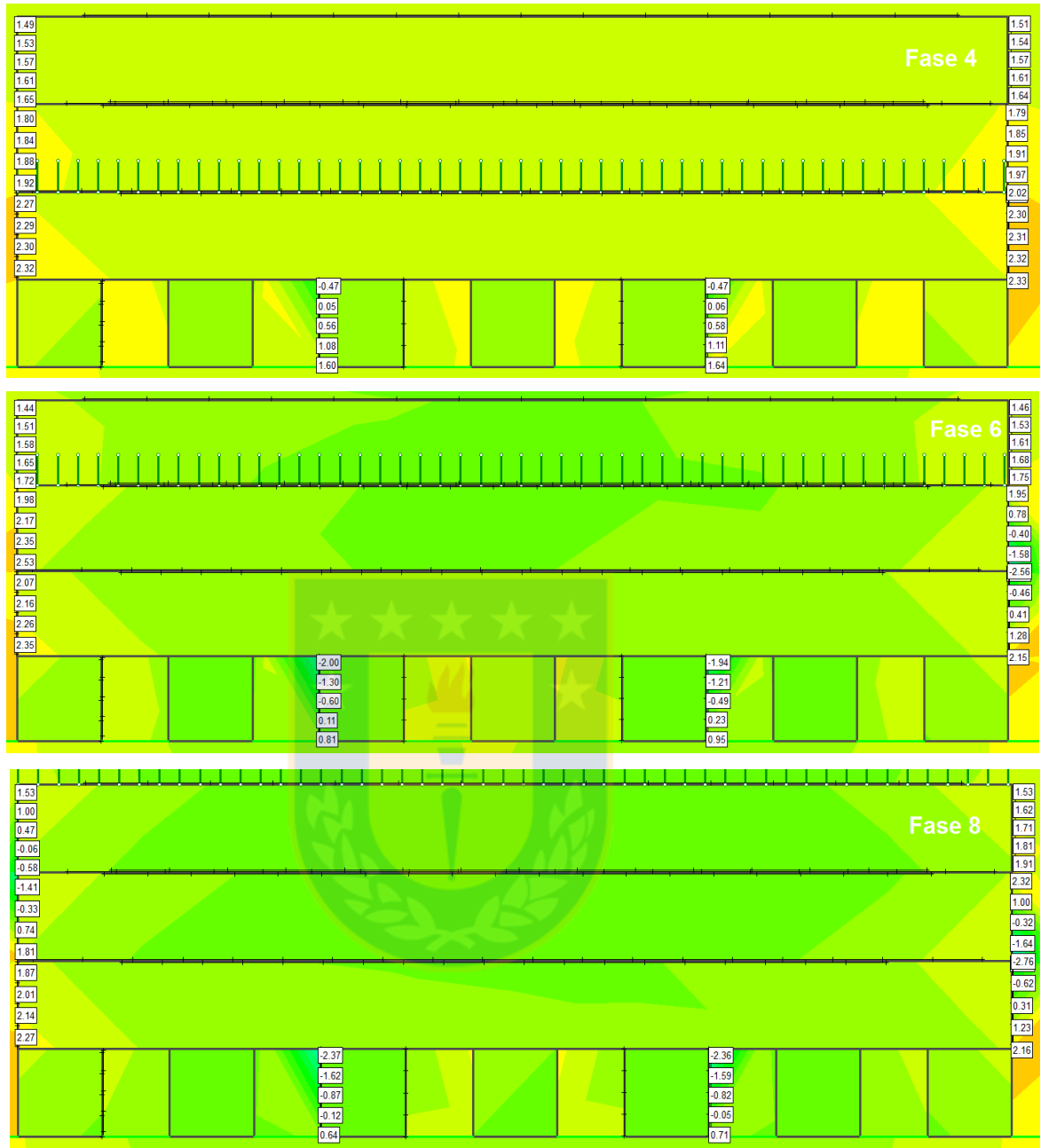


Figura 101 Fases restantes del modelamiento numérico con la mejor combinación de perno y relleno (Sigma 3).

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

Título: Estudio de sistemas de fortificación para la mina subterránea "Olkusz-Pomorzany" de Polonia	
Nombre Memorista: César Ignacio Fernández Gutiérrez	
Modalidad	Profesor (es) Patrocinante (s)
Concepto	Prof. René Gómez
Calificación	
Fecha	
Prof. Roberto Fustos T.	
Ingeniero Supervisor:	
Institución:	
Comisión (Nombre y Firma)	
Prof. Asieh Hekmat.	Ing. Exequiel Marambio.
Resumen	
<p>El uso de pernos y relleno, en minería subterránea, es cada vez más utilizado en la industria polaca. Tal es el caso de la mina "Olkusz – Pomorzany" en donde se propone emplear estas tecnologías para una explotación a 85 m de profundidad. Su diseño comprende 4 subniveles explotados de manera vertical mediante Room and Pillar y Shortwall Mining.</p> <p>Se busca evaluar si el sistema de fortificación actual es o no la mejor alternativa. Por lo cual se realizó el análisis de un caso base (pernos de anclaje mecánico y relleno hidráulico) mediante modelamiento numérico a través del <i>software</i> RS2. Luego se estudiaron diversos tipos de pernos y rellenos: pernos de anclaje mecánico, cementado, cable plano y Swellex; relleno hidráulico, cementado y en pasta.</p> <p>Se concluyó que el caso base no es la configuración más estable. La mejor opción fue el uso de pernos cementados (evita la corrosión producida por el gran caudal de agua)) junto al relleno cementado ya que producen una mejor estabilidad general.</p>	

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

Título: Estudio de sistemas de fortificación para la mina subterránea "Olkusz-Pomorzany" de Polonia	
Nombre Memorista: Chrystian Hernán Ramírez Cáceres	
Modalidad	Profesor (es) Patrocinante (s)
Concepto	Prof. René Gómez
Calificación	
Fecha	
Prof. Roberto Fustos T.	
Ingeniero Supervisor:	
Institución:	
Comisión (Nombre y Firma)	
Prof. Asieh Hekmat.	Ing. Exequiel Marambio.
Resumen	
<p>El uso de pernos y relleno, en minería subterránea, es cada vez más utilizado en la industria polaca. Tal es el caso de la mina "Olkusz – Pomorzany" en donde se propone emplear estas tecnologías para una explotación a 85 m de profundidad. Su diseño comprende 4 subniveles explotados de manera vertical mediante Room and Pillar y Shortwall Mining.</p> <p>Se busca evaluar si el sistema de fortificación actual es o no la mejor alternativa. Por lo cual se realizó el análisis de un caso base (pernos de anclaje mecánico y relleno hidráulico) mediante modelamiento numérico a través del <i>software</i> RS2. Luego se estudiaron diversos tipos de pernos y rellenos: pernos de anclaje mecánico, cementado, cable plano y Swellex; relleno hidráulico, cementado y en pasta.</p> <p>Se concluyó que el caso base no es la configuración más estable. La mejor opción fue el uso de pernos cementados (evita la corrosión producida por el gran caudal de agua)) junto al relleno cementado ya que producen una mejor estabilidad general.</p>	