

Universidad de Concepción

Facultad de Ingeniería
Puigpinos.

Departamento de Ingeniería Metalúrgica

Profesor Patrocinante:

Sr. René Gómez

Ingenieros supervisores:

Sr. Exequiel Marambio

Sr. Roberto Miranda

Sr. Javier Vallejos

“MODELAMIENTO NUMÉRICO TRIDIMENSIONAL DE ESFUERZOS EN CASERONES INCLINADOS”



VICTOR SILVA SILVA

Informe de Memoria de Título

Para optar el Título de

Ingeniero Civil de Minas

NOVIEMBRE 2020



“Si se quiere y se trabaja, se puede”

Diego Simeone

Agradecimientos

Quería dar profundamente las gracias a todas las personas que incidieron en mi formación tanto personal, académica y valórica, alrededor de todos estos años transcurridos.

A Dios por todas las bendiciones brindadas alrededor de mi vida.

A mi Madre, por su apoyo incondicional y por siempre demostrar que ha creído en mis capacidades, a mi Padre por su apoyo espiritual, porque sé que nos reencontraremos algún día, y mientras tanto me acompaña en cada paso dado, a mi hermana por todo su apoyo brindado en estos años universitarios, y todas las ayudas otorgadas.

A mi tía Coya y mi tío Yayo, por la ayuda brindada para poder concretar mis estudios, y toda la preocupación de parte de ellos que siempre han manifestado.

A todos mis tíos y tías que me ayudaron en temas de transporte y traslados estos años, con especial mención a mi tía Pilo y tío Ricardo.

A los profesores Silvia Echeverría y Héctor Béquer quienes me marcaron por su tremenda vocación y preocupación hacia mí, en los años de enseñanza básica y media.

A cada docente de la gloriosa UdeC, por los conocimientos y experiencias entregadas.

A los tíos y tías auxiliares de los cubos, DIMET y TM, por su tremenda disposición y vocación, y por el aporte fundamental que son para poder llevar a cabo las clases.

A mis compañeros y amigos más cercanos con quienes he compartido alrededor de estos años tanto en la universidad como otros lugares.

A Roberto Miranda y Exequiel Marambio, por toda la ayuda y apoyo brindado durante la realización de este trabajo.

Y a mí tutor y profesor guía René Gómez, infinitas gracias por toda la disposición, consultas respondidas, dedicación y apoyo durante todo este proceso.

A todos ellos, muchas gracias.

Resumen

Es fundamental contar con herramientas que permitan determinar las dimensiones óptimas de diseño de caserones en el método subterráneo de Sublevel Stopping, para asegurar la estabilidad y seguridad de la mina. Una de las herramientas con más antigüedad utilizadas es el método gráfico de estabilidad de Mathews, el cual considera hasta la fecha una base de datos de 465 casos. Actualmente existen software que permiten predecir la estabilidad de caserones mediante simulaciones numéricas.

En el presente trabajo se cuantifican esfuerzos inducidos generados por caserones inclinados utilizando un software de método de elementos finitos (FEM, por sus siglas en inglés), los cuales se modelan bajo diferentes parámetros de entrada, tales como; dip, largo, alto, razón de esfuerzos k , entre otros, manteniendo un ancho fijo de 30 [m], corriendo en total 120 modelos. El modelo utilizado fue ajustado en base a los parámetros de grilla y borde de un caso de estudio base.

Se obtuvieron gráficos de cuantificación de esfuerzos, los cuales se modificaron mediante un ajuste de curvas, que demostraron que los esfuerzos inducidos producidos en las superficies de caserones, no afectan el techo, concentrándose mayormente en las paredes colgante y de término a medida que aumenta la inclinación.

No fue posible comparar directamente con el caso base, ya que no se consideraron las mismas condiciones operacionales. El modelamiento numérico obtenido demuestra que al aumentar la inclinación, se afectaría la estabilidad de las paredes de los caserones.

Abstract

It is of great importance to consider tools to allow you decide the optimal dimensions of an open stope design in the Sublevel Stoping method, to ensure the stability and safety of the mine. The Mathews chart is One of the oldest tools methods, which considers a database of 465 cases. Currently there are software that allows predicting open stope stability trough numerical simulations.

En this work are quantified induced stress generated by inclined open stope with a software of finite element method (FEM, for its acronym in English), that are modeled under different input parameters, such as length, height, stress ratio k , among others, maintaining a fixed width of 30 [m], running a total of 120 models. The model was adjusted based on the grid and the boundary constrains base case.

Graphs of stress quantification were obtained, which were modified by fitting curves, which showed that the induced stresses produced on the surfaces of the open stope do not affect the roof, concentrating mainly on the hanging and end walls as the inclination increases.

It was not possible to compare directly with the base case, because the same operational conditions were not considered. The numerical model obtained shows that by increasing the inclination, the stability of the walls of the open stope is affected.

Tabla de contenidos

1. Introducción.....	1
1.1 Objetivos	2
1.2 Alcances.....	2
1.3 Metodología general.....	3
2. Antecedentes.....	4
2.1 Sublevel Stopping	4
2.2 Caracterizaciones del macizo rocoso	5
2.2.1 Rock Quality Designation (RQD)	5
2.2.2 Q de Barton.....	7
2.2.3 Rock Mas Rating (RMR)	10
2.2.4 Mining Rock Mass Rating (MRMR).....	11
2.2.5 Geological Strength Index (GSI)	12
2.3 Criterios de falla	14
2.3.1 Criterio de Griffith.....	15
2.3.2 Criterio de Mohr- Coulomb.....	15
2.3.3 Criterio de falla Barton-Bandis	16
2.3.4 Criterio de Yudhbir- Bieniawski.....	17
2.3.5 Criterio de Hoek-Brown.....	17
2.4 Gráfico de estabilidad de Mathews.....	19
2.4.1 Primer gráfico elaborado por Mathews	21

2.4.2	Modificación propuesta por Potvin	23
2.4.3	Modificación propuesta por Stewart y Forsyth	26
2.4.4	Clark y el término ELOS	27
2.4.5	Modificación propuesta por Mawdesley	28
2.4.6	Estado de relajación de esfuerzos	29
2.4.7	Vallejos et al. a la fecha	30
3.	Desarrollo.....	35
3.1	Escenarios a modelar.....	35
3.2	Parámetros y condiciones de roca	37
3.3	Estado de esfuerzos.....	38
3.4	Calibración de modelo.....	39
3.5	Variables de salida	45
4.	Resultados.....	46
4.1	Esfuerzos inducidos para $k=1$	47
4.2	Esfuerzos inducidos para $k=1.5$	48
4.3	Esfuerzos inducidos para $k=2$	50
5.	Análisis de resultados	52
5.1	Comparación con curvas de Vallejos.	52
5.2	Ajuste de curvas.....	55
5.2.1	Ajuste de curvas propuesto para $k=1$	57
5.2.2	Ajuste de curvas propuesto para $k=1.5$	59

5.2.3 Ajuste de curvas obtenido para $k=2$61

6. Conclusiones y recomendaciones.....64

7. Referencias66



Índice de tablas

Tabla 1: Rango de valores de RQD de Deere [14].	6
Tabla 2: Clasificación del macizo rocoso de acuerdo a valor Q.....	8
Tabla 3: Clasificación del macizo rocoso según valor de RMR.....	10
Tabla 4: Clasificación del macizo rocoso según valor de MRMR.....	12
Tabla 5: Clasificación del macizo de acuerdo a valor de índice GSI.....	13
Tabla 6: Cronología del gráfico de estabilidad de Mathews [40,41].....	20
Tabla 7: Valor de dilución en cada zona de estabilidad [8].	26
Tabla 8: Distribución de ejes y esfuerzos in situ para caras de caserones.....	38
Tabla 9: Distribución de esfuerzos in situ.....	39
Tabla 10: Semejanzas de parámetros de modelamiento entre ambos programas.....	39
Tabla 11: Parámetros utilizados para calibración.	40
Tabla 12: Nuevos parámetros de modelo para software de FEM.....	44
Tabla 13: Resumen de valores utilizados en ambos softwares.	45
Tabla 14: Valores de σ_n para distintos dips de pared colgante.	46
Tabla 15: Valores de constantes obtenidos del ajuste.....	56
Tabla 16: Residuales obtenidos del ajuste	56

Índice de figuras

Figura 1: Esquema ilustrativo de un caserón inclinado.	3
Figura 2: Esquema de la metodología utilizada.....	3
Figura 3: Esquema general operación de Sublevel Stoping [12].	5
Figura 4: Tipo de soporte recomendado por sistema Q de Barton [18].	9
Figura 5: Valores de GSI a partir de condición de discontinuidades [26].	13
Figura 6: Gráfico de estabilidad propuesto por Mathews en 1980 [8].....	21
Figura 7: Valores de los factores A (a), B (b) y C (c) por Mathews [8].	22
Figura 8: Modificación del gráfico de estabilidad propuesta por Potvin [8].	23
Figura 9: Factores A, B y C modificados propuestos por Potvin [3].	24
Figura 10: Gráfico de estabilidad modificado propuesto por Nickson [4].	25
Figura 11: Gráfico de estabilidad modificado propuesto por Hadjigeorgiou [5].	25
Figura 12: Gráfico de estabilidad modificado propuesto por Stewart y Forsyth [8].	26
Figura 13: Gráfico de estabilidad modificado propuesto por Clark [7].	28
Figura 14: Gráfico de estabilidad propuesto por Mawdesley [8].	29
Figura 15: Factor A de esfuerzos propuesto por Diederichs y Kaiser [42].	30
Figura 16: Nueva frontera para factor A propuesta por Vallejos et al. [46].	31
Figura 17: Curvas propuestas por Stewart y Forsyth para diferentes valores de K, a) curva para determinar relación de esfuerzos en el techo, b) curva para determinar relación de esfuerzos en las paredes [9].	32
Figura 18: Planos de esfuerzos propuestos por Stewart y Forsyth [9].	33
Figura 19: Nuevas curvas propuestas por Vallejos para techo y paredes de término [9]. .	33

Figura 20: Nuevas curvas propuestas por Vallejos para pared colgante [9].....	34
Figura 21: Ilustración de caserones a modelar con distintos dips.	35
Figura 22: Esquema de escenarios a modelar.	36
Figura 23: Obtención de esfuerzo inducido en caserones a diferentes distancias del borde.	36
Figura 24: Vista isométrica de un caserón inclinado creado en Rhinoceros.	37
Figura 25: Vista isométrica de modelo en software con división de malla vertical y horizontal.	40
Figura 26: Comparación de valores entre RS3 y software de FEM para techo.	41
Figura 27: Comparación de valores entre RS3 y software de FEM para pared de término.	41
Figura 28: Comparación de valores entre RS3 y software de FEM para pared colgante. .	42
Figura 29: Borde a 3H de excavación en caserón inclinado para distintos K en Phase2D.	42
Figura 30: Borde a 3H de excavación en caserón inclinado para distintos K en Phase2D.	43
Figura 31: Límite de borde de modelo a 4H de la excavación para ancho (W) y altura (H).	43
Figura 32: Límite de borde de modelo a 4L de la excavación para el largo (L).	44
Figura 33: Datos de entrada y salida del programa.	45
Figura 34: Gráficos de esfuerzos inducidos obtenidos para $k=1$ y $R=2$	47
Figura 35: Gráficos de esfuerzos inducidos obtenidos para $k=1$ y $R=4$	48
Figura 36: Gráficos de esfuerzos inducidos obtenidos para $k=1.5$ y $R=2$	49

Figura 37: Gráficos de esfuerzos inducidos obtenidos para $k=1.5$ y $R=4$	49
Figura 38: Gráficos de esfuerzos inducidos obtenidos para $k=2$ y $R=2$	50
Figura 39: Gráficos de esfuerzos inducidos obtenidos para $k=2$ y $R=4$	51
Figura 40: Comparación de valores con curvas de Vallejos para $k=1$	53
Figura 41: Comparación de valores con curvas de Vallejos para $k=1.5$	54
Figura 42: Comparación de valores con curvas de Vallejos para $k=2$	54
Figura 43: Ajuste de curvas propuesto en techo para $k=1$ y $R=2$	57
Figura 44: Ajuste de curvas propuesto en pared de término para $k=1$ y $R=2$	57
Figura 45: Ajuste de curvas propuesto en pared colgante para $k=1$ y $R=2$	58
Figura 46: Ajuste de curvas propuesto en techo para $k=1$ y $R=4$	58
Figura 47: Ajuste de curvas propuesto para pared de término para $k=1$ y $R=4$	58
Figura 48: Ajuste de curvas propuesto para pared colgante para $k=1$ y $R=4$	59
Figura 49: Ajuste de curvas propuesto en techo para $k=1.5$ y $R=2$	59
Figura 50: Ajuste de curvas propuesto en pared de término para $k=1.5$ y $R=2$	60
Figura 51: Ajuste de curvas propuesto en pared colgante para $k=1.5$ y $R=2$	60
Figura 52: Ajuste de curvas propuesto en techo para $k=1.5$ y $R=4$	60
Figura 53: Ajuste de curvas propuesto en pared de término para $k=1.5$ y $R=4$	61
Figura 54: Ajuste de curvas propuesto en pared de término para $k=1.5$ y $R=4$	61
Figura 55: Ajuste de curvas propuesto en techo para $k=2$ y $R=2$	62
Figura 56: Ajuste de curvas propuesto en pared de término para $k=2$ y $R=2$	62
Figura 57: Ajuste de curvas propuesto en pared colgante para $k=2$ y $R=2$	62

Figura 58: Ajuste de curvas propuesto en techo para $k=2$ y $R=4$63

Figura 59: Ajuste de curvas propuesto en pared de término para $k=2$ y $R=4$63

Figura 60: Ajuste de curvas propuesto en pared de término para $k=2$ y $R=4$63



Índice de anexos

Tabla I-1: Rango de valores de parámetro J_n	71
Tabla I-2: Rango de valores de parámetro J_r	71
Tabla I-3: Rango de valores de parámetro J_n	72
Tabla I-4: Rango de valores de parámetro J_n	73
Tabla I-5: Rango de valores de parámetro J_n	75
Tabla I-6: Rango de valores para ESR.	76
Tabla II- 1: Rango de valores de parámetro J_1	76
Tabla II- 2: Rango de valores de parámetro J_2	76
Tabla II- 3: Rango de valores de parámetro J_2	76
Tabla II- 4: Rango de valores de parámetro J_4	77
Tabla II- 5: Rango de valores de parámetro J_5	77
Tabla II- 6: Orientación de discontinuidades en RMR.....	77
Tabla II- 7: Rango de valores de parámetro J_6	78
Tabla III- 1: Sistema de soporte recomendado mediante valor de RMR.....	78
Figura I- 1: Comparación de valores entre software FEM y RS3 para $k=1$	79
Figura I- 2: Comparación de valores entre software FEM y RS3 para $k=1$	80
Figura I- 3: Comparación de valores entre software FEM y RS3 para $k=1$	80
Figura I- 4: Comparación de valores entre software FEM y RS3 para $k=2$	81
Figura I- 5: Comparación de valores entre software FEM y RS3 para $k=2$	81
Figura I- 6: Comparación de valores entre software FEM y RS3 para $k=2$	82

Tabla IV- 1: Valores de esfuerzos inducidos para techo [MPa]. 82

Tabla IV- 2: Valores de esfuerzos inducidos para pared colgante [MPa].....83

Tabla IV- 3: Valores de esfuerzos inducidos para pared de término [MPa].83

Tabla V- 1: Valores de errores obtenidos para pared de término en ajuste de curvas.84

Tabla V- 2: Valores de errores obtenidos para techo en ajuste de curvas.....87

Tabla V- 3: Valores de errores obtenidos para pared colgante en ajuste de curvas.....90



Nomenclatura

RQD: *Rock Quality Designation*

Q: Índice Q de Barton

Q': Índice Q de Barton modificado

RMR: *Rock Mass Rating*

MRMR: *Mining Rock Mass Rating*

σ_v : Esfuerzo vertical [MPa]

σ_H : Esfuerzo horizontal [MPa]

σ_n : Esfuerzo normal [MPa]

σ_1 : Esfuerzo principal mayor [MPa]

σ_3 : Esfuerzo principal menor [MPa]

σ_c : Resistencia a la compresión de la roca intacta [MPa]

τ : Resistencia al corte [MPa]

k : Razón de esfuerzos (σ_H/σ_v)

E_M : Módulo de Young [GPa]

ν : Razón de Poisson

N: Número de estabilidad de Mathews

RH: Radio hidráulico

FEM: *finite element method*.



1. Introducción

El Sublevel Stoping es un método de explotación subterráneo altamente utilizado a nivel nacional, en yacimientos tabulares verticales o subverticales. Aquí, el mineral se extrae mediante caserones que son las unidades básicas de extracción en minería subterránea [1], los cuales pueden dejarse vacío, ser rellenados o dejarse colapsar. Es importante que las dimensiones consideradas para el diseño de un caserón sean las óptimas de forma de asegurar tanto la estabilidad en sus paredes y techo, como una extracción óptima.

Dentro de los principales métodos para determinar la estabilidad de caserones se encuentra el gráfico de estabilidad de Mathews, planteado en 1980 [2] y posteriormente modificado a lo largo del tiempo por diversos autores [3-8]. Este método empírico contempla múltiples factores, que inciden en la estabilidad del caserón y por consecuencia, seguridad de la mina. Entre estos factores se encuentran; calidad del macizo rocoso, orientación de discontinuidades, orientación de sus caras, tamaño, geometría, profundidad, entre otros. Para la generación del gráfico se consideraron múltiples minas alrededor del mundo, principalmente de Australia y Canadá que se encontraban a una profundidad de a lo menos 1000 [m]. La profundidad a su vez, incide directamente en los esfuerzos in situ, que se encuentran en el yacimiento previo a la excavación y en los esfuerzos inducidos, resultantes posteriores a la excavación.

Este método empírico resulta ser un buen elemento para evaluar el comportamiento futuro que podría tener un caserón, sin embargo para el caso local, podrían encontrarse diferencias en cuanto a las condiciones operacionales, tales como la profundidad, dimensiones, tipo de roca considerados, etc., limitando su uso a los casos de estudio en los cuales fue formulado. Por este motivo se hace indispensable considerar investigaciones y el uso de herramientas que contemplen nuevas condiciones enfocadas en la mediana minería subterránea chilena. En este contexto en 2016, Vallejos et al. [9] utilizando el programa de modelamiento numérico RS3, presentó una serie de curvas, para obtener valores de esfuerzos inducidos en el techo y las paredes de caserones verticales, las cuales

contemplan diferentes largos y alturas, manteniendo el ancho constante. En el presente trabajo se utiliza un software de método de elementos finitos (FEM [10]), para evaluar, bajo condiciones similares a las presentadas por Vallejos, caserones con distintas inclinaciones, y ver qué diferencias y similitudes, se presentan con respecto a los casos verticales y a los casos teóricos.

1.1 Objetivos

El objetivo general de este trabajo es:

Obtener y evaluar esfuerzos inducidos en caserones inclinados para ver qué efecto tiene la inclinación en las superficies de techo, pared colgante y pared de término.

Los objetivos específicos son:

- Diseñar diferentes dimensiones de caserones verticales e inclinados.
- Calibrar modelo numérico de caserones verticales con artículo base [9].
- Realizar simulaciones en software de FEM para obtener esfuerzos inducidos.
- Comparar los valores obtenidos mediante la simulación con los valores de artículo base [9].
- Generar gráficos de cuantificación de esfuerzos.

1.2 Alcances

El alcance de este trabajo será obtener el valor de los esfuerzos inducidos en el centro de la superficie de los caserones (ver Figura 1), con diferentes inclinaciones, utilizando un software de modelamiento que usa el método de elementos finitos. Para realizar las simulaciones, se requiere programar los modelos mediante un código, ingresando toda la información necesaria, de manera que el modelo se simule lo más cercano a la realidad.

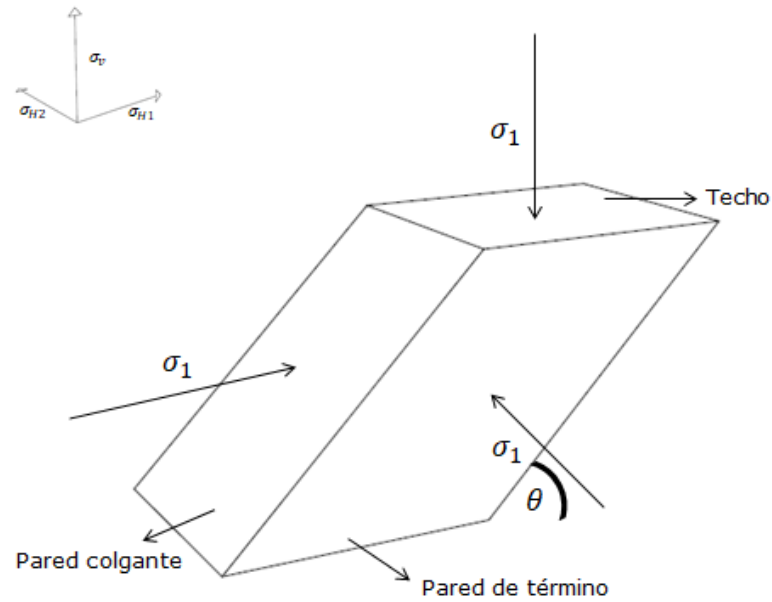


Figura 1: Esquema ilustrativo de un caserón inclinado.

1.3 Metodología general

El siguiente esquema resume la metodología utilizada en el presente trabajo.

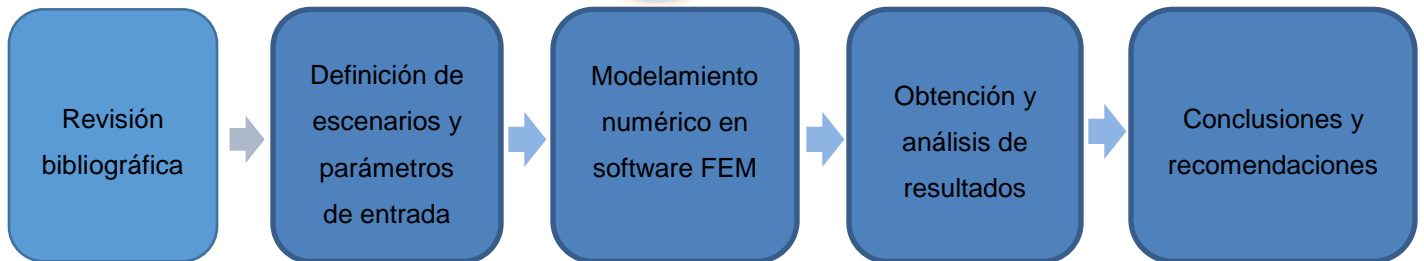


Figura 2: Esquema de la metodología utilizada.

2. Antecedentes

A continuación se presenta una revisión bibliográfica, que incluye el método de Sublevel Stopping, caracterizaciones y métodos de falla del macizo rocoso, el método de estabilidad de Mathews y el artículo base dentro del cual se encuentra el contexto del trabajo que se presenta.

2.1 Sublevel Stopping

El Sublevel Stopping es un método subterráneo minero que consiste en extraer el mineral mediante caserones el cual es muy utilizado en la mediana minería chilena [11]. Se utiliza preferentemente en yacimientos tabulares verticales o sub-verticales que poseen un espesor por lo general superior a 10 [m]. El mineral que comienza a ser extraído desde la galería o subnivel, requiere ser competente, de forma que brinde las condiciones necesarias de estabilidad y seguridad, para así poder auto sostenerse en base a la geometría propuesta por el diseño. El Sublevel Stopping posee además las siguientes [12] características:

- Los caserones pueden orientarse de forma longitudinal (potencia menor) o de forma transversal (potencia mayor).
- Las cavidades son abiertas, siendo el mineral extraído sin mayores colapsos.
- Se utilizan perforaciones largas de tronadura.
- Es un método sin entrada de personal al interior de los caserones.
- Posee una alta producción y bajos costos de desarrollo.

La Figura 3 ilustra el método de Sublevel Stopping de forma convencional.

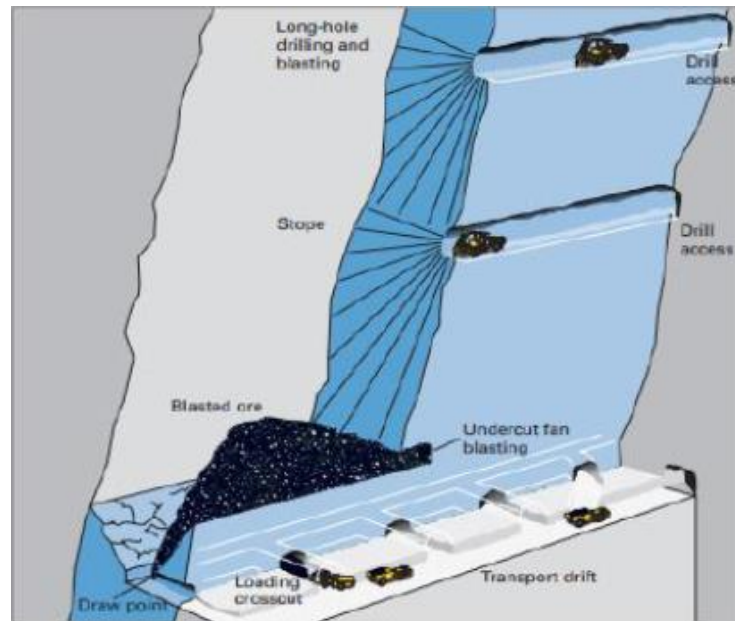


Figura 3: Esquema general operación de Sublevel Stopping [12].

El nivel superior consta de una o más galerías de perforación, desde donde se realiza la extracción de forma descendente. El nivel inferior o nivel de producción consta de; galería zanja, donde se realizan los tiros de perforación, galería de transporte, donde se desplazan los equipos de carguío y se conectan los caserones, estocadas de carguío, desde donde se extrae el mineral mediante los equipos LHD y piques de traspaso, que comunican el nivel de producción con el nivel de transporte u otro punto intermedio.

2.2 Caracterizaciones del macizo rocoso

Los sistemas de caracterización del macizo son métodos empíricos de clasificación basado en observaciones y mediciones tanto in situ como en laboratorio, a los cuáles se le asigna un valor numérico al parámetro en estudio, para posteriormente ser calificado y entregar una aproximación acerca de la calidad del macizo, así como una recomendación de soporte a utilizar en caso de ser requerido. A continuación se describirán las principales caracterizaciones ocupadas en minería.

2.2.1 Rock Quality Designation (RQD)

El *Rock Quality Designation* o RQD es un índice porcentual de clasificación, el cual fue desarrollado por Deere entre los años 1963 y 1967, que se basa en muestras de sondajes. La versión inicial de Deere de 1963 [13] está basada en la suma de la medición

de testigos intactos mayores a 10 [cm], los cuales se dividen por el largo total del sondaje, tal como se expresa en la ecuación (1).

$$RQD = \frac{\Sigma \text{ testigos de roca intactos } > 10 \text{ cm}}{L_t} * 100\%$$

(1)

Donde L_t corresponde al largo total del sondaje [m].

En 1967 fue publicado el rango de la calidad de la roca [14], de acuerdo al porcentaje obtenido, el cual se aprecia en la Tabla 1.

Tabla 1: Rango de valores de RQD de Deere [14].

Calidad del macizo rocoso	RQD[%]
Muy mala	0-25
Mala	25-50
Regular	50-75
Buena	75-90
Muy buena	90-100

Posteriormente en 1976 [15] los autores Priest y Hudston desarrollaron una nueva relación para obtener el RQD in situ, el cual se basa en el parámetro λ , como se aprecia en la ecuación (2).

$$RQD = 100 * e^{-0.1*\lambda} (0.1 * \lambda + 1)$$

(2)

Con λ : número de fracturas por unidad de metro.

Finalmente el año 1982 [16] fue creada una nueva relación para obtener este índice, esta vez por Palmstrom, basada en el parámetro J_v (*joint volumetric number*) como indica la ecuación (3).

$$RQD = 115 - 3.3 * J_v$$

(3)

Con J_v : número de fracturas por metro cúbico.

En 2005 Palmstrom [17] actualizó su relación bajo las mismas condiciones en la cual fue desarrollada la original, obteniendo la ecuación (4):

$$RQD = 110 - 2.5 * J_v$$

(4)

Sin embargo hasta el día de hoy, la ecuación (3) es la que prevalece.

2.2.2 Q de Barton

El Q de Barton es un sistema de clasificación geomecánica diseñado en 1974 [18] por Barton, Lien y Lunde, a partir de un estudio que contempló más de 200 túneles. El sistema está compuesto por parámetros geotécnicos los cuales son estimados mediante observaciones y permite calificar el macizo rocoso y entregar una recomendación de soporte en caso de ser necesario. El índice está compuesto por 6 parámetros como se pueden apreciar en la ecuación (5) y que son descritos posteriormente.

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

(5)

Donde; RQD : Rock Quality Designation [%], J_n : número de set de discontinuidades del macizo rocoso, J_r : número de rugosidades de las discontinuidades, J_a : número de alteraciones de las discontinuidades, J_w : coeficiente reductor de agua, SRF : *Stress Reduction Factor*, coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado tensional del macizo rocoso.

De la ecuación (5), se tiene que los términos RQD/J_n corresponde al tamaño de bloque del macizo, J_r/J_a a la resistencia al corte entre los bloques y J_w/SRF al estado tensional. El valor numérico asignado a cada parámetro se puede apreciar en la sección de Anexos.

De la relación anterior se obtiene un valor el cuál se encuentra dentro de un rango de clasificación en una escala logarítmica que se puede apreciar en la Tabla 2.

Tabla 2: Clasificación del macizo rocoso de acuerdo a valor Q.

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

Junto con el índice Q, también se encuentran los parámetros Span y ESR, los cuales corresponden al tamaño y tipo de excavación respectivamente. Estos parámetros definen mediante el gráfico de la Figura 4, el tipo de sostenimiento que recomienda este sistema de clasificación, el cual se encuentra en 9 categorías.

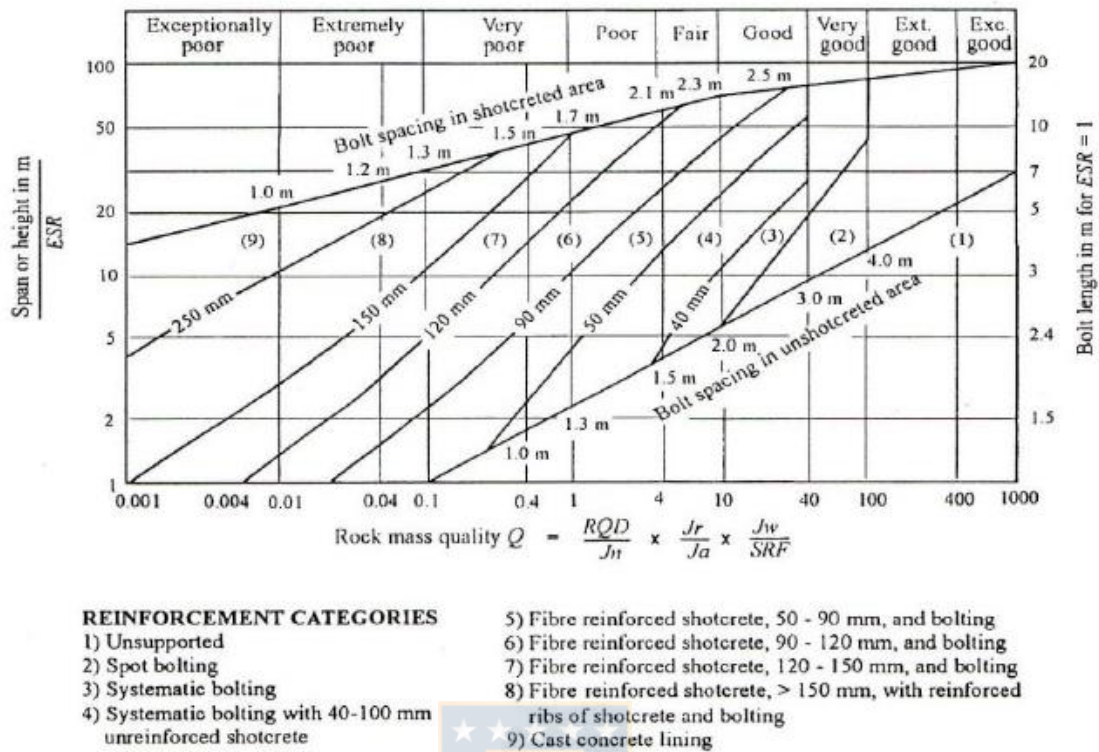


Figura 4: Tipo de soporte recomendado por sistema Q de Barton [18].

Los valores de ESR se pueden ver en la sección de Anexos.

En caso de no requerir soporte, se puede determinar el valor máximo que puede tener la excavación mediante la ecuación (6).

$$\text{Span máx.} = 2 * ESR * Q^{0,4} \quad (6)$$

Q de Barton modificado

Debido a que el estado tensional de esfuerzos es distinto en túneles y caserones, Barton propone una modificación del sistema, en el cual los parámetros J_w y SRF son considerados igual a 1, redefiniendo la relación de acuerdo a la ecuación (7).

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} \quad (7)$$

Con Q' como Q de Barton modificado. La ecuación (7) es la que se ocupa directamente en el gráfico de estabilidad de Mathews el cuál será descrito en la sección 2.4.

2.2.3 Rock Mas Rating (RMR)

El *Rock Mas Rating* o RMR fue propuesto por primera vez por el autor Bieniawski el año 1973 [19], y posteriormente publicado en 1976 [20]. Este sistema de clasificación entrega un rango de valores que va de 0 a 100 los cuáles se obtienen mediante una suma que integra parámetros geotécnicos como se define en la ecuación (8).

$$RMR_{76} = J1 + J2 + J3 + J4 + J5$$

(8)

Dónde; *J1*: resistencia a la compresión uniaxial de la roca (*UCS*). *J2*: *Rock Quality Designation (RQD)*, *J3*: espaciamiento de las discontinuidades, *J4*: condición de las discontinuidades y *J5*: condición del agua subterránea.

La escala de valores asignado a cada parámetro se puede ver en la sección de Anexos.

Posteriormente en el año 1989 [21] Bieniawski redefinió la relación de la ecuación (8), esta vez integrando un nuevo parámetro; *J6*, correspondiente a la orientación de las discontinuidades, de esta forma el RMR_{89} queda definido por la ecuación (9).

$$RMR_{89} = J1 + J2 + J3 + J4 + J5 + J6$$

(9)

El rango de valores que entrega el sistema RMR se encuentra en la Tabla 3, mientras que la escala de valores asignado a cada parámetro, junto con el tipo de soporte recomendado por el sistema se encuentran en la sección de Anexos.

Tabla 3: Clasificación del macizo rocoso según valor de RMR.

Calidad del macizo rocoso	Valor de RMR	Clase de roca
Muy mala	0-20	V
Mala	21-40	IV
Regular	41-60	III

Buena	61-80	II
Muy buena	81-100	I

El RMR también puede obtenerse con otros sistemas de clasificación mediante las siguientes correlaciones:

- En 1989 Bieniawski [21] propone la siguiente relación para determinar el RMR_{89} :
 - $RMR_{89} = 9 * \ln Q + 44$ (10)

Posteriormente Barton [22] en 1995 propuso una modificación a la relación anterior:

- $RMR_{89} = 15 * \log Q + 50$ (11)
- EL 2017 Fernández, Pérez y Mulone [23] proponen la siguiente relación para rocas sedimentarias de grano fino:

- $RMR_{89} = 8,2 * \ln Q + 45,4$ (12)



2.2.4 Mining Rock Mass Rating (MRMR)

El sistema *Mining Rock Mass Rating* o MRMR es un sistema de clasificación geotécnico usado en diseño de minería, que fue desarrollado por Lausbcher el año 1977 [24], el cual está basado en el RMR de Bieniawski del año 1976, contemplando además otros parámetros, de acuerdo a las ecuaciones que se definen a continuación.

$$MRMR = RMR_L * A1 * A2 * A3 * A4$$

(13)

Donde; RMR_L : RMR de Lausbcher, $A1$: factor de ajuste por meteorización, $A2$: factor de ajuste por orientación de discontinuidades, $A3$: factor de ajuste por esfuerzos inducidos y $A4$: factor de ajuste por tronadura.

El parámetro RMR_L queda definido de acuerdo a la ecuación (14):

$$RMR_L = IRS + FF + JCS$$

(14)

Donde; *IRS*: resistencia a la compresión uniaxial, *FF*: número de fracturas por metro y *JCS*: condición de discontinuidades

El rango de valores que entrega el sistema MRMR se encuentra en la Tabla 4.

Tabla 4: Clasificación del macizo rocoso según valor de MRMR.

Calidad del macizo rocoso	Valor de MRMR	Clase de roca
Muy mala	0-20	V
Mala	21-40	IV
Regular	41-60	III
Buena	61-80	II
Muy buena	81-100	I

2.2.5 Geological Strength Index (GSI)

El GSI o índice de resistencia geológica, propuesto inicialmente por Hoek en 1994 [25] y modificado por Hoek y Marinos en 1998 [26] clasifica la resistencia del macizo rocoso, en una escala que va de 0 a 100, la cual se basa en la estructura del macizo, así como la condición de sus discontinuidades, tal como se puede apreciar en la Figura 5.

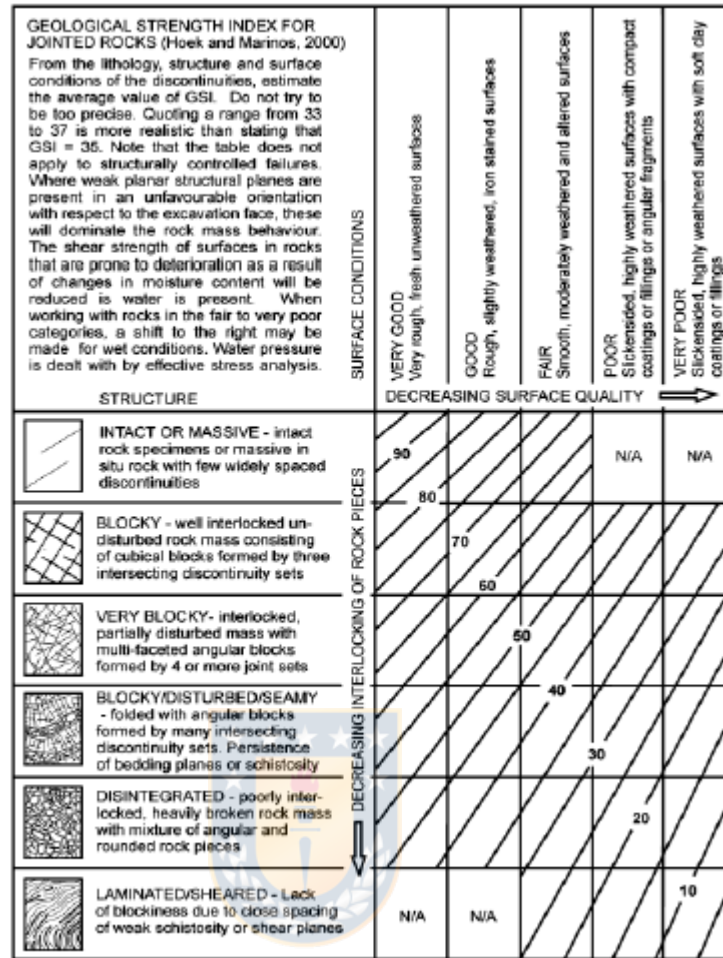


Figura 5: Valores de GSI a partir de condición de discontinuidades [26].

El valor obtenido de este criterio, entrega la siguiente clasificación de la Tabla 5.

Tabla 5: Clasificación del macizo de acuerdo a valor de índice GSI

Calidad del macizo rocoso	Valor de GSI
Muy mala	0-19
Mala	20-39
Regular	40-59
Buena	60-79
Muy buena	80-100

El GSI también puede ser calculado mediante las siguientes relaciones propuestas por Hoek:

- En 1995 [27] Hoek propone dos relaciones para poder determinar el GSI a partir de los sistemas RMR₈₉ y Q de Barton. Dichas relaciones se pueden apreciar mediante lo siguiente:

- Si $RMR_{89} > 23 \longrightarrow GSI = RMR_{89} - 5$
(15)

Si $RMR_{89} < 23$, no se puede determinar el GSI, siendo RMR₈₉ el sistema RMR de Bieniawski del año 1989.

- $GSI = 9 * \ln Q' + 44$
(16)

Con Q', Q de Barton modificado.

- En 2013 [28], Hoek propone una nueva relación esta vez, en función de RQD y del parámetro de condición de discontinuidades del sistema RMR.

- $GSI = 2 * J_{cond76} + \frac{RQD}{2}$
(17)

Con J_{cond76} como el parámetro de condición de discontinuidades de RMR₇₆ y RQD; *Rock Quality designation*.

- $GSI = 1.5 * J_{cond89} + \frac{RQD}{2}$
(18)

Con J_{cond89} como el parámetro de condición de discontinuidades de RMR₈₉ y RQD; *Rock Quality designation*.

2.3 Criterios de falla

Los criterios de falla son ecuaciones formuladas empíricamente, los cuáles dan un valor de cuánto es lo que puede soportar un material antes de producirse su fallo. Existen criterios a escala de laboratorio y macizo rocoso. A escala de macizo, algunos de ellos están relacionados directamente con los sistemas de clasificaciones, y son utilizados en múltiples

programas de acuerdo a las características geotécnicas que posean. A continuación se describirán algunos utilizados en mecánica de rocas.

2.3.1 Criterio de Griffith

Es un criterio no lineal, planteado por Griffith [29], el cual explica la propagación de grietas de elementos frágiles. Griffith asumió por convención, que las grietas eran de forma elíptica, de gran excentricidad, y calculó las concentraciones locales de esfuerzos en una placa fina sujeta a esfuerzos de tracción. El criterio generalizado de Griffith queda definido según la ecuación:

$$\tau^2 = 4 * T * (T - \sigma_n)$$

(19)

Dónde: τ : resistencia a la falla por corte [MPa], T : resistencia a la tracción [MPa] y σ_n : esfuerzo normal [MPa].

Además, planteó que cuando los esfuerzos fueran compresivos, los esfuerzos desarrollados en los bordes de las grietas, pueden describirse en función de los esfuerzos principales de acuerdo a la relación:

$$\cos(\theta) = \frac{(\sigma_1 - \sigma_3)}{2 * (\sigma_1 + \sigma_3)}$$

(20)

Donde; θ : ángulo que el eje mayor de la grieta forma con el esfuerzo principal mayor [°], σ_1 = esfuerzo principal mayor [MPa] y σ_3 : esfuerzo principal menor [MPa].

2.3.2 Criterio de Mohr- Coulomb

En 1900 Mohr presentó una teoría sobre la ruptura de los materiales. Esta teoría afirma que un material falla debido a una combinación crítica de esfuerzo normal y esfuerzo

cortante. La envolvente de falla definida por dicha relación, para la mayoría de problemas de mecánica de suelos, es suficiente con aproximar el esfuerzo cortante sobre el plano de falla como una función lineal del esfuerzo normal propuesto por (Coulomb en 1776 [30]). Esta relación se describe mediante la ecuación (21):

$$\tau = c + \sigma_n * \tan(\phi)$$

(21)

Donde; τ : resistencia a la falla por corte directo [MPa], c : cohesión del material [MPa], σ_n : esfuerzo normal [MPa] y ϕ : ángulo de fricción [°].

Una aproximación para modelar la curvatura de la envolvente de falla en tracción es utilizar la teoría de grietas de Griffith [31], definiendo los esfuerzos principales en función de la ecuación (22):

$$\sigma_1 = \sigma_3 * \left(\frac{1 + \sin\phi}{1 - \sin\phi} \right) + 2 * c * \left(\frac{\cos\phi}{1 - \sin\phi} \right)$$

(22)



Donde, σ_1 : esfuerzo principal mayor [MPa], σ_3 : esfuerzo principal menor [MPa], c : cohesión del material [MPa] y ϕ : ángulo de fricción [°].

2.3.3 Criterio de falla Barton-Bandis

El criterio de falla de Barton-Bandis fue desarrollado inicialmente por Barton durante los años 1973 a 1976 [32], y posteriormente publicado por Bandis el año 1982 [33]. Es un criterio de falla desarrollado para discontinuidades, que se basa principalmente en su condición. El criterio queda definido de acuerdo a la ecuación (23):

$$\tau = \sigma_n * \tan \left(\phi_r + JRC * \log_{10} * \left(\frac{JCS}{\sigma_n} \right) \right)$$

(23)

Donde; τ : resistencia al corte de las discontinuidades [MPa], σ_n : esfuerzo normal al plano de la discontinuidad [MPa], φ_r : ángulo básico de fricción interna de una superficie de deslizamiento [°], JRC : coeficiente que expresa el nivel de rugosidad de la discontinuidad y JCS : resistencia a la compresión de la pared de la discontinuidad [MPa].

2.3.4 Criterio de Yudhbir- Bieniawski

El criterio de falla de Yudhbir-Bieniawski fue desarrollado inicialmente por Bieniawski el año 1974 [34], y publicado por Yudhbir en 1983 [35]. Es un criterio para estimar la resistencia, el cual se obtuvo después de analizar más de 700 muestras de roca intacta, las cuales se extendieron al macizo rocoso. Está relacionado directamente con el RMR de Bieniawski. En la ecuación (24) se puede apreciar este criterio:

$$\frac{\sigma_1}{\sigma_c} = A + B * \left(\frac{\sigma_3}{\sigma_c} \right)^{0.75}$$

(24)

De dónde el parámetro A se obtiene de la ecuación (25):

$$A = e^{\frac{RMR-100}{24}}$$

(25)

Donde; σ_1 : esfuerzo principal mayor [MPa], σ_3 : esfuerzo principal menor [MPa], σ_c : resistencia a la compresión simple [MPa], A : constante del macizo rocoso, B : constante de la roca intacta.

2.3.5 Criterio de Hoek-Brown

El criterio de falla de Hoek-Brown se trata de un criterio no lineal, que permite determinar la rotura de un medio rocoso mediante características geológicas y geotécnicas. Fue propuesto en sus inicios para el estudio de taludes, túneles y macizos rocosos duros, sin embargo es utilizado para todo ámbito de mecánica de rocas. Fue propuesto por primera vez en 1980 [36] por ambos autores (Hoek y Brown), quienes presentaron el criterio original, expresado en la ecuación (26), la cual es considerada para material de roca intacta:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} * \left(m * \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^{0.5}$$

(26)

Donde; σ'_1 : esfuerzo principal efectivo mayor en el momento de la rotura [MPa], σ'_3 : esfuerzo principal efectivo menor en el momento de la rotura [MPa], σ_{ci} : resistencia a la compresión uniaxial del material intacto [MPa], m y s : constantes del material, con $s=1$ para roca intacta.

Posteriormente Hoek y Brown continuaron durante años con estudios del criterio propuesto, de forma de poder expandirlo a macizos [37]. En 1997 [38] propusieron la ecuación (27) para macizos rocosos:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_c * \left(m_b * \frac{\sigma'_3}{\sigma_c} + s \right)^a$$

(27)

Donde los parámetros m_b , s y a se obtienen de las ecuaciones (28) (29) (30) respectivamente:

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

(28)

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

(29)

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

(30)

Donde; σ'_1 : esfuerzo principal efectivo mayor en el momento de la rotura [MPa], σ'_3 : esfuerzo principal efectivo menor en el momento de la rotura [MPa], σ_c : resistencia a la compresión uniaxial del material intacto [MPa], m_b : valor reducido de la constante de

material m_i , m_i : constante de la roca intacta, s y a : constantes del macizo rocoso, GSI : *Geological Strengt Index*, D : factor de alteración por voladura y desprendimiento de estéril.

2.4 Gráfico de estabilidad de Mathews

Un problema común en minería subterránea es poder estimar las dimensiones y diseños de caserones, de forma que sean adecuados y óptimos para poder extraer la mayor cantidad de mineral posible asegurando la estabilidad de sus paredes sin que estas colapsen. Un método empírico propuesto y aceptado para el diseño de caserones es el gráfico de estabilidad de Mathews [39] el cual fue propuesto originalmente por Mathews en 1980 [2] que consideró 26 casos de estudio y luego fue modificado en el tiempo a través de diversos autores, contemplando cerca de un total de 485 casos de estudio. La formulación del diseño se basa en el cálculo de dos factores; el número de estabilidad, N , que representa la capacidad del macizo para permanecer estable bajo ciertas condiciones geotécnicas y el factor de forma o radio hidráulico, RH , que integra la geometría y tamaño de la superficie del caserón en estudio. Ambos parámetros se describen en las ecuaciones (31) y (32) respectivamente:

$$N = Q' * A * B * C \quad (31)$$

Donde, Q' = Q de Barton modificado, A : factor de ajuste de esfuerzos, B : factor de ajuste por orientación de discontinuidades, C : factor de ajuste por orientación de la superficie del caserón.

$$RH: \frac{\text{área}}{\text{perímetro}} \quad (32)$$

Donde, área: corresponde al área de la superficie del caserón en estudio [m^2], perímetro: corresponde al perímetro de la superficie del caserón en estudio [m].

A continuación se presenta una cronología del gráfico de estabilidad de Mathews, modificado de una extensa revisión del autor Suorineni [40,41] que se presenta en la Tabla 6:

Tabla 6: Cronología del gráfico de estabilidad de Mathews [40,41].

Año(s)	Autor(es)	Estudio realizado
1980-1981	Mathews et al.	Primer gráfico de estabilidad, 26 casos de estudio analizados.
1988	Potvin	Calibración de factores de ajuste y fronteras: 175 casos históricos.
1992	Nickson	Se redefinen las zonas de transición, 13 casos nuevos.
1995	Hadjigeorgiou et al.	Se redefinen las fronteras.
1995	Stewart y Forsyth	Se redefinen las zonas de transición y curvas de estabilidad local
1998-2001	Suorineni	- Primer análisis completo estadístico usando herramientas bayesianas. - Factor de falla (F) en número de estabilidad
1998	Clark	Creación del modelo ELOS para medir dilución.
1999	Sprott et al.	Se incorpora factor D de daño.
2001	Mawdesley, Trweman y Whiten	Expansión de los casos de la base de datos a 400.
2001	Stewart y Trweman	Se agregan 150 casos de estabilidad al estudio anterior.
2002	Mawdesley	Segundo análisis estadístico completo usando regresión logística, se usaron 483 casos.
2009	Bewick y Kaiser	Modelamiento numérico para validar Factor de ajuste B
2010-2012	Suorineni	Resumen analítico del gráfico de estabilidad de Mathews.
2011	Mitri, Hughes y Zhang	Modificación del factor de ajuste A de esfuerzos.

2015- a la fecha	Vallejos et al.	<ul style="list-style-type: none"> - Creación de plataforma para el análisis de estabilidad y diseño en minas de Sublevel Stopping. - Análisis estadístico de los factores del número de estabilidad. - Análisis tridimensional de esfuerzos inducidos en caserones. -Evaluación de estabilidad de caserones sometidos a relajación de esfuerzos.
------------------	-----------------	---

A continuación se describen los estudios realizados por los principales autores.

2.4.1 Primer gráfico elaborado por Mathews

En 1980 [2] fue propuesto por primera vez el gráfico por Mathews, quién quería predecir el comportamiento de la estabilidad de excavaciones que tenían una profundidad cercana a los 1000 m. La base de datos considerada fue de 26 casos provenientes de minas ubicadas en Australia y Canadá. El gráfico propuesto se muestra a continuación en la Figura 6:

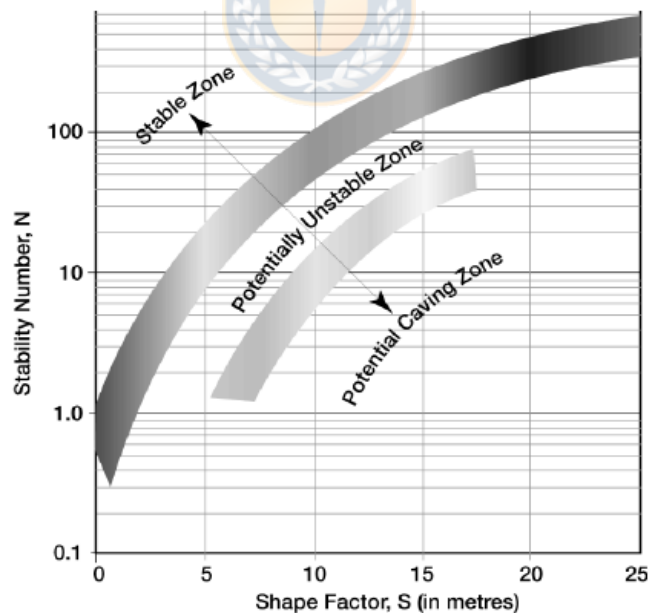


Figura 6: Gráfico de estabilidad propuesto por Mathews en 1980 [8].

Donde los ejes x e y corresponden al factor de forma (o radio hidráulico) y el número de estabilidad respectivamente, descritos en las relaciones (31) y (32). El gráfico considera el comportamiento del caserón en 3 zonas que se describen de la siguiente forma:

- Zona estable: la excavación se mantendrá estable.
- Zona de potencial inestabilidad: el caserón presenta un riesgo de inestabilidad, por lo que se requiere un cambio en su diseño.
- Zona de hundimiento: el caserón falla sin poder ser estabilizado hasta rellenarse o dejarse vacío.

Mientras que los valores propuestos para los factores A,B y C se ilustran en la Figura 7:

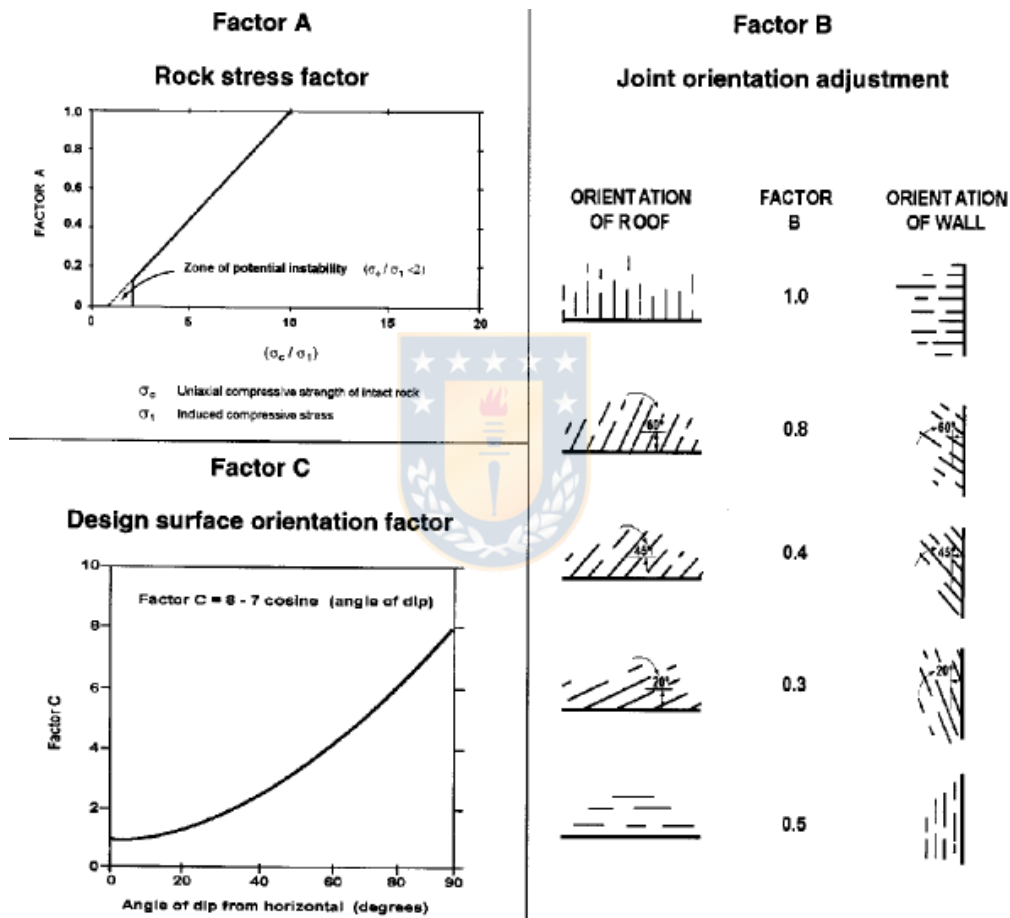


Figura 7: Valores de los factores A (a), B (b) y C (c) por Mathews [8].

De donde en la parte a) correspondiente al Factor A tiene un rango que va de 0.1 a 1 y se tiene que:

- UCS: resistencia a la compresión uniaxial del macizo [MPa].
- $\sigma_{1 \max}$: máximo esfuerzo inducido en el centro de la superficie del caserón [MPa].

La parte b) correspondiente al factor B de orientación de discontinuidades tiene un rango de 0.5 a 1, mientras que la parte c) del factor C tiene un rango de 1 a 8.

2.4.2 Modificación propuesta por Potvin

En 1988 [3], Potvin propone una modificación al gráfico y a sus factores, extendiendo la base de casos de estudios a 175, dividiendo las zonas de estabilidad en 2 partes como muestra la Figura 8.

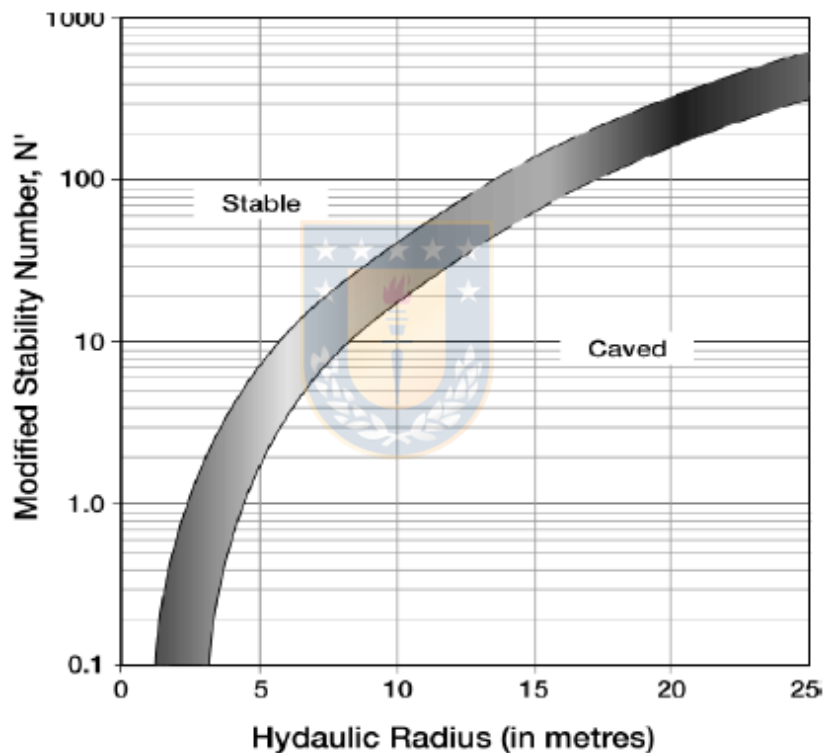


Figura 8: Modificación del gráfico de estabilidad propuesta por Potvin [8].

Donde, se aprecia una zona de estabilidad y una zona de falla, con una franja de transición que divide las dos zonas. Los factores fueron modificados como se muestran en la Figura 9.

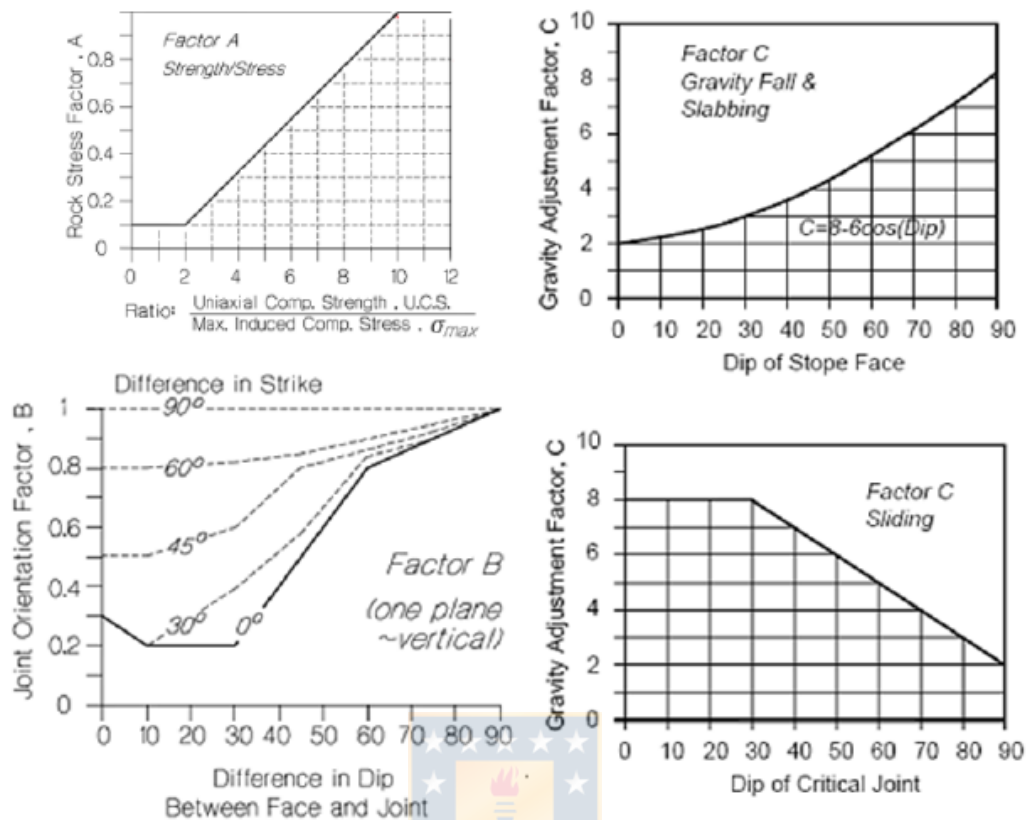


Figura 9: Factores A, B y C modificados propuestos por Potvin [3].

Donde las principales modificaciones fueron en el Factor A, al igualar a 0.1 todos los valores menores a 2 obtenidos de la razón de esfuerzos. En el Factor B se cambia el valor mínimo a 0.3, mientras que en el factor C se mencionan por primera vez los términos de “planchoneo” (*slabbing* en inglés), deslizamiento y falla por gravedad, que corresponden a la forma en que la superficie de la cara del caserón puede fallar, lo que lleva a proponer 2 gráficos distintos para este factor, dependiendo del criterio de falla anterior.

En 1992, Nickson [4] amplió la base de datos sumando 13 nuevos casos, utilizando una herramienta estadística, llamada distancia de Malahanobis, lo que llevo a cabo una modificación leve de la franja o zona de transición propuesta por Potvin.

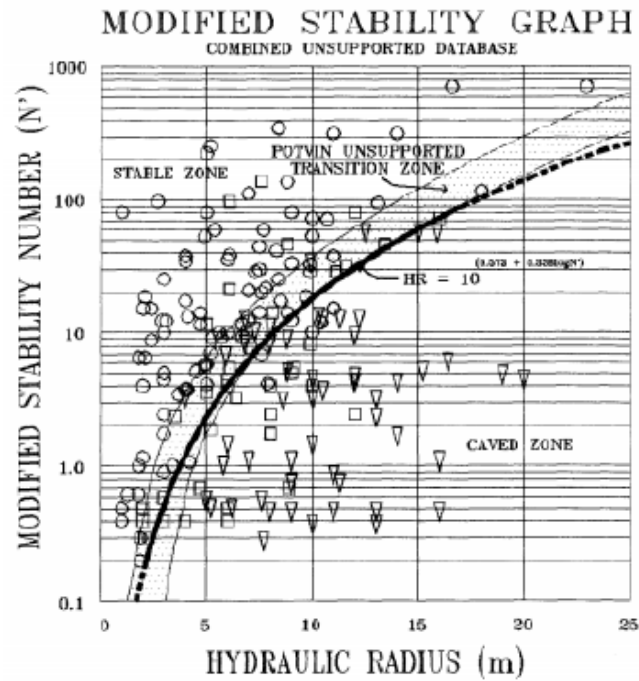


Figura 10: Gráfico de estabilidad modificado propuesto por Nickson [4].

En 1995 Hadjigeorgiou [5] amplía la base de datos sumando 29 casos más y considerando estudios de caserones con soporte, proponiendo una nueva zona de transición.

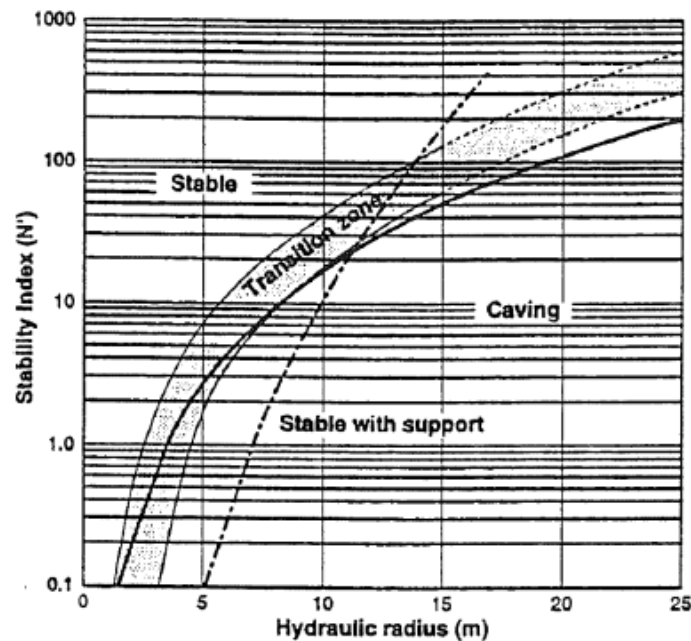


Figura 11: Gráfico de estabilidad modificado propuesto por Hadjigeorgiou [5].

2.4.3 Modificación propuesta por Stewart y Forsyth

En 1995 [6] Stewart y Forsyth propusieron una nueva modificación, esta vez basando las zonas de estabilidad en el término de dilución, que corresponde al porcentaje de material que diluye al mineral extraído. Se obtuvieron 4 zonas de estabilidad con 3 franjas de transición como se ilustra en la figura 12.

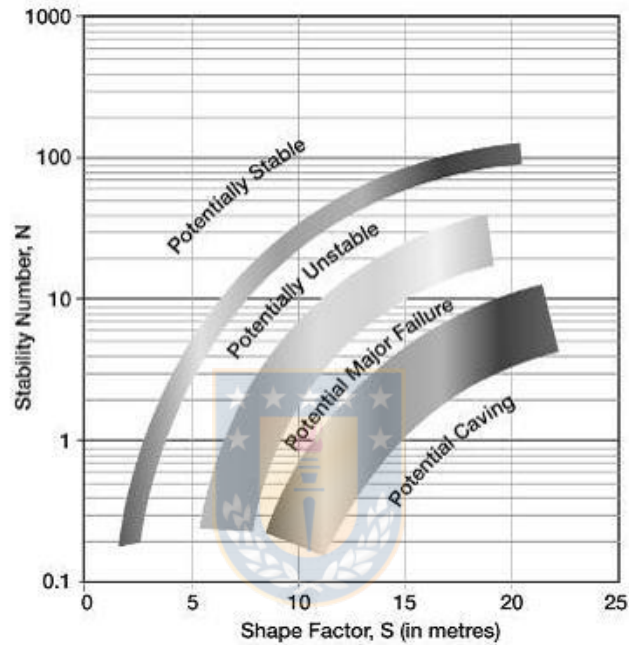


Figura 12: Gráfico de estabilidad modificado propuesto por Stewart y Forsyth [8].

De acuerdo a lo planteado por los autores, la dilución se distribuye en las zonas de acuerdo a los valores de la Tabla 7.

Tabla 7: Valor de dilución en cada zona de estabilidad [8].

Zona de estabilidad	Porcentaje de dilución [%]
Potencialmente estable	<10
Potencialmente inestable	10-30
Potencial falla mayor	>30

Potencial hundimiento	Sin dilución (no se autosoporta)
-----------------------	-----------------------------------

2.4.4 Clark y el término ELOS

Clark propuso en 1998 [7] una modificación al gráfico de Potvin, que consistía en redefinir las curvas de transición basándose en el concepto de ELOS (Equivalent Linear Overbreak/Slough), que permite medir la sobreexcavación, de manera de poder cuantificar a su vez la dilución. Este concepto está definido de acuerdo a la ecuación (33):

$$ELOS = \frac{\text{Volumen de sobreexcavación}}{\text{área de la pared}}$$

(33)

Donde; volumen de sobre excavación: material que se desprende de la pared de caserón [m³], área de la pared: área de la superficie del caserón [m²]. En base al valor obtenido de ELOS de cada caso de caserón estudiado, Clark propuso el siguiente gráfico de estabilidad:



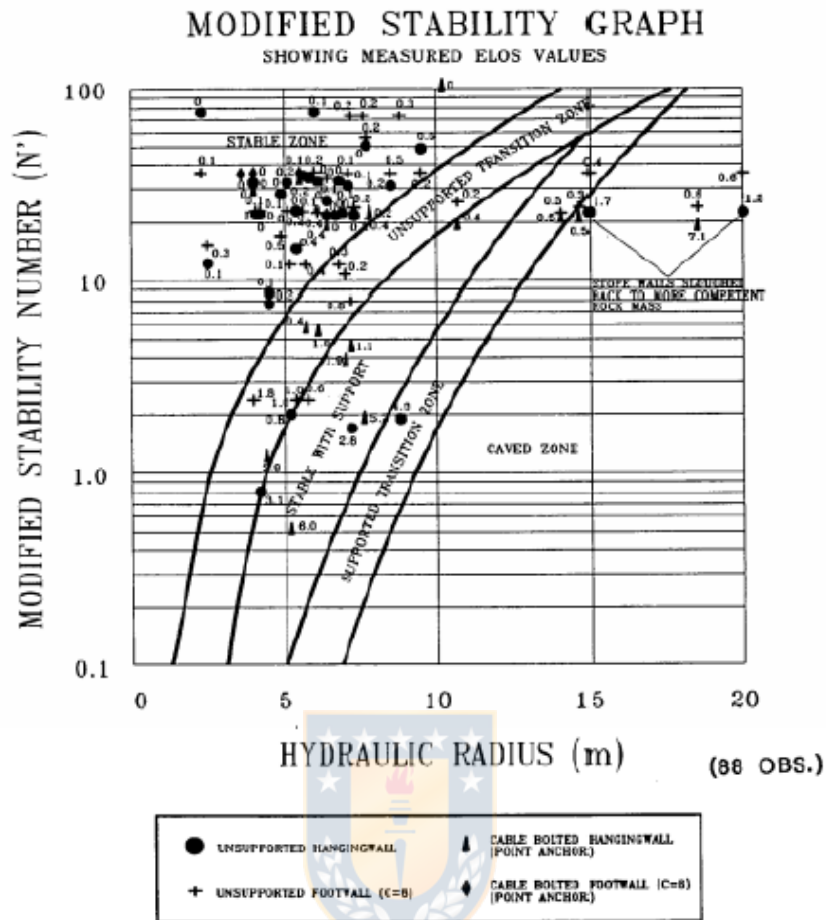


Figura 13: Gráfico de estabilidad modificado propuesto por Clark [7].

2.4.5 Modificación propuesta por Mawdesley

En 2001 Mawdesley [8] extendió la base de datos a 465 casos, y manteniendo las condiciones iniciales de las zonas de estabilidad que propuso Mathews, propuso un nuevo gráfico, el cual fue determinado de acuerdo a una regresión logística a la cual fue sometida cada caso de estudio, obteniendo el siguiente gráfico:

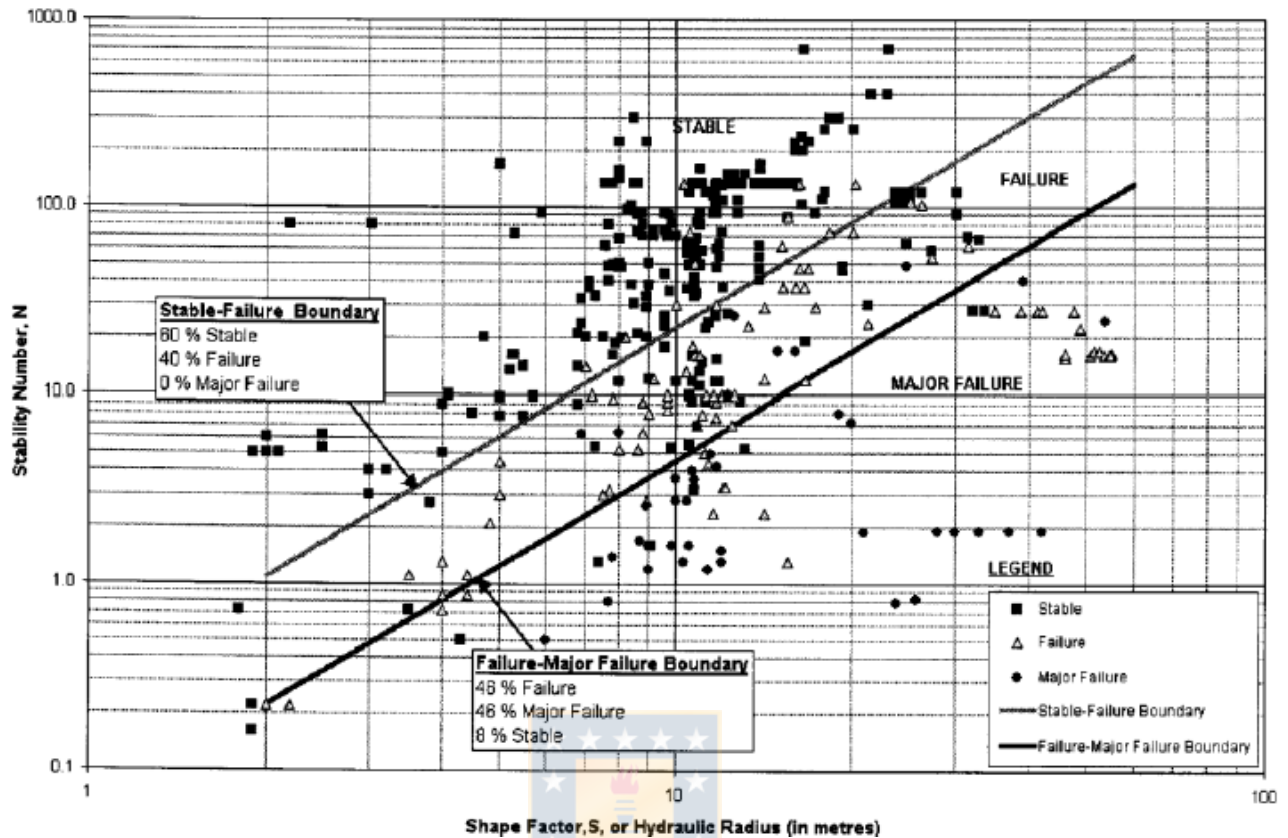


Figura 14: Gráfico de estabilidad propuesto por Mawdesley [8].

Este gráfico es actualmente el más aceptado debido a la cantidad de casos que fueron considerados.

2.4.6 Estado de relajación de esfuerzos

La relajación de esfuerzos en macizos rocosos es la reducción de esfuerzos a una deformación constante, que depende del material, el tiempo de duración de esfuerzos y factores ambientales [42]. En el estudio de los estados de relajación aplicados a caserones, Diederichs y Kaiser [43] presentaron en 1999, el efecto de la relajación en estabilidad de paredes de caserones mediante una modificación al factor A, el cual se resume en la Figura 15, que considera valores para compresión y tracción.

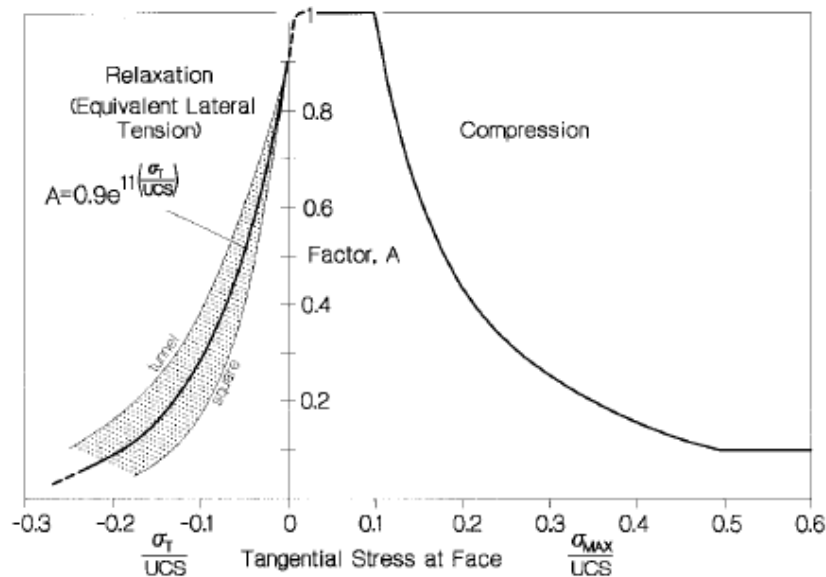


Figura 15: Factor A de esfuerzos propuesto por Diederichs y Kaiser [42].

Este gráfico muestra valores más conservadores que los planteados por Mathews [2], por dicho motivo, Stewart y Trueman [44] continuaron con el estudio de las relajaciones, definiéndolas en tres tipos; relajación parcial, relajación total y relajación tangencial, proponiendo que para el caso de la relajación parcial el factor A tomaba el valor de 1, mientras que para la relajación total y tangencial, tomaba el valor de 0.7. Recientemente en 2020, Vallejos et al. [45] plantea que el estudio realizado por Stewart y Trueman, se encontraba limitado por las condiciones de modelo en que fue planteado, y para probar una validez más generalizada, sometió a prueba casos de estudio de caserones en estados de relajación, mediante clasificaciones de redes neuronales prealimentadas, de forma de clasificar los casos en estable, falla y falla mayor. Los resultados obtenidos demostraron que el tipo de relajación es un buen predictor de estabilidad, aunque los casos de caserones con relajación total y tangencial, resultaron ser más críticos, y la probabilidad de clasificación en estos casos no fue tan precisa.

2.4.7 Vallejos et al. a la fecha

Una de las principales diferencias que se perciben entre las faenas locales con el resto de minas de mundo, es la profundidad a la cual se encuentran. Mientras que en países como Australia, Canadá, Reino Unido, entre otros, las excavaciones alcanzan los 1000 [m] de profundidad, en Chile en muchas de ellas esta no supera la mitad. Desde 2015, se

encuentra disponible una plataforma liderada por Vallejos, llamada Mineroc [46], la cual permite un análisis de las faenas chilenas que se extraen por Sublevel Stopping mediante caserones. Dicho software cuenta con un módulo de adquisición, de desempeño, de diseño y un manejo de la base de datos que se considera para el programa. En dicho contexto, se han realizado múltiples casos de estudio de forma de poder mejorar los factores y ampliar la frontera de estabilidad del gráfico de Mathews. En 2016, Vallejos et al. [47] propuso un análisis a los factores A, B y C, mediante un indicador estadístico llamado PSS, el cual consistía en clasificar casos de caserones en estable o inestable, obteniendo notables mejoras para el caso del Factor A (Figura 16), ampliando así la frontera de estabilidad.

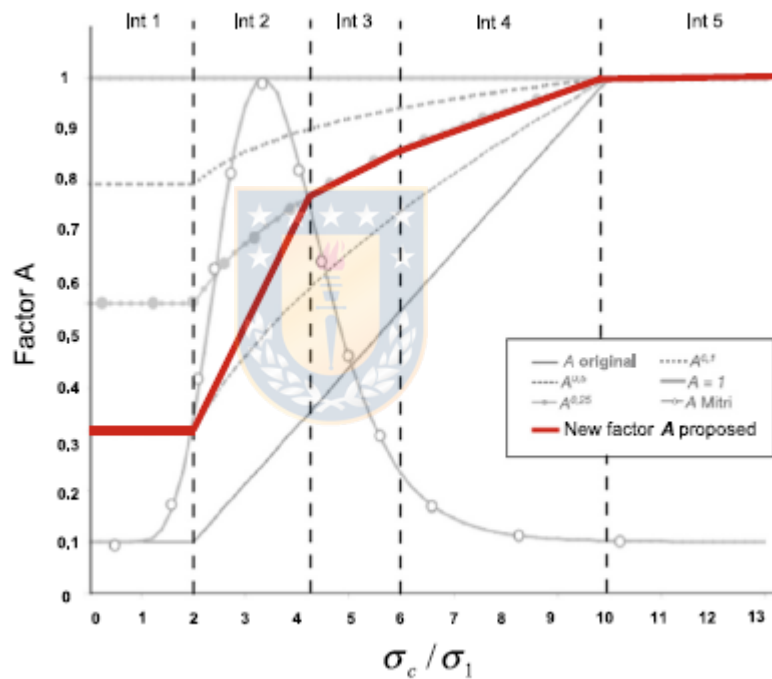


Figura 16: Nueva frontera para factor A propuesta por Vallejos et al. [46].

En 2018, Vallejos et al. [9] realizó una comparación de esfuerzos inducidos mediante un modelamiento numérico, con los valores obtenidos mediante las curvas de Stewart y Forsyth, que se pueden ver en la Figura 15:

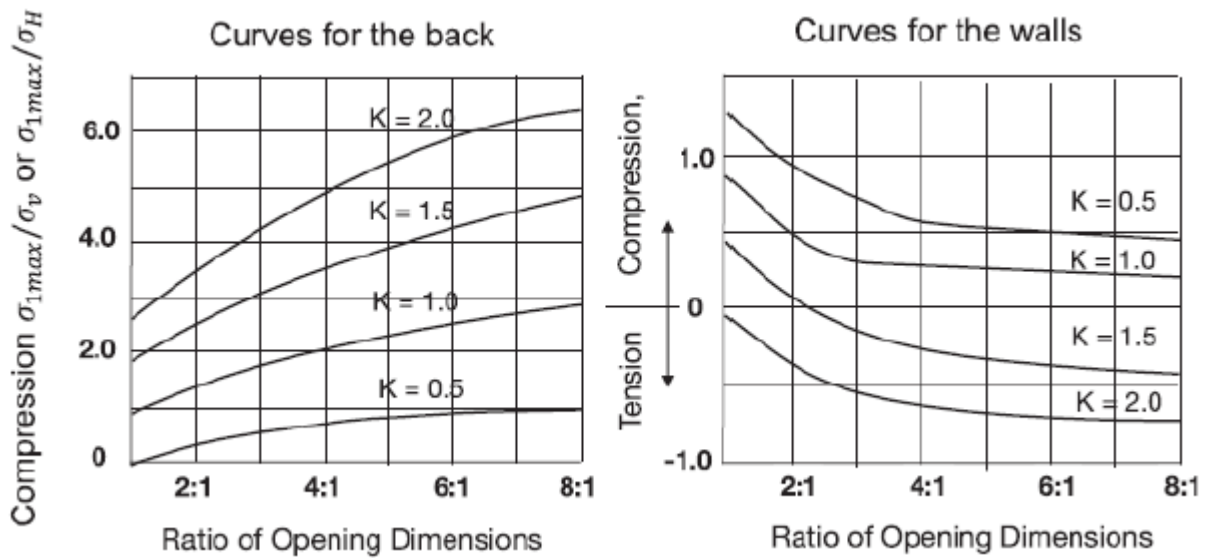


Figura 17: Curvas propuestas por Stewart y Forsyth para diferentes valores de K, a) curva para determinar relación de esfuerzos en el techo, b) curva para determinar relación de esfuerzos en las paredes [9].

Donde el eje x corresponde a las razones de aspectos de altura/ancho, en el caso del techo y largo/ancho, en el caso de la pared colgante, mientras que el eje y corresponde a la razón de esfuerzos entre el esfuerzo máximo inducido en el centro de la superficie, normalizado por el esfuerzo in situ, según sea la superficie del caserón. Los gráficos de la Figura 17 fueron diseñados mediante un modelamiento numérico en dos dimensiones, que consideraban el ancho y la altura, considerando que el largo del caserón tendía hacia el infinito. El objetivo del artículo era demostrar la influencia del largo, y ver su impacto en el factor A y en el posterior diseño.

El modelamiento realizado por Vallejos, consideró un modelo en 3D, para distintas razones de dimensiones, manteniendo las razones K de las curvas anteriores, considerando además 2 planos de esfuerzos; P, plano donde se aplican los esfuerzos, y un plano R, perpendicular a P, ambos similares a los planos vertical y horizontal, como se puede apreciar en la siguiente figura.

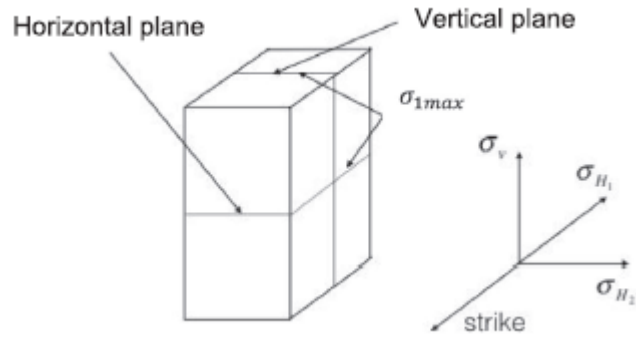


Figura 18: Planos de esfuerzos propuestos por Stewart y Forsyth [9].

Con lo anterior se realizaron un total de 192 modelamientos en el software RS3, para lo cual se obtuvieron las curvas que se pueden apreciar en las figuras 19 y 20.

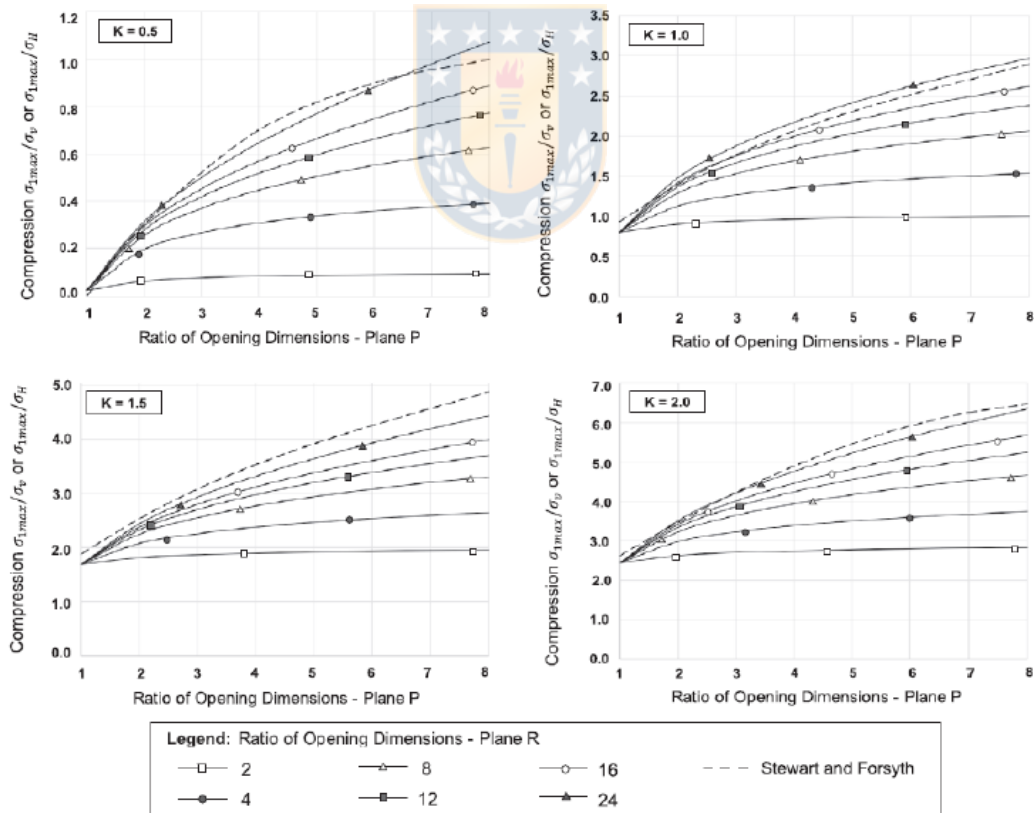


Figura 19: Nuevas curvas propuestas por Vallejos para techo y paredes de término [9].

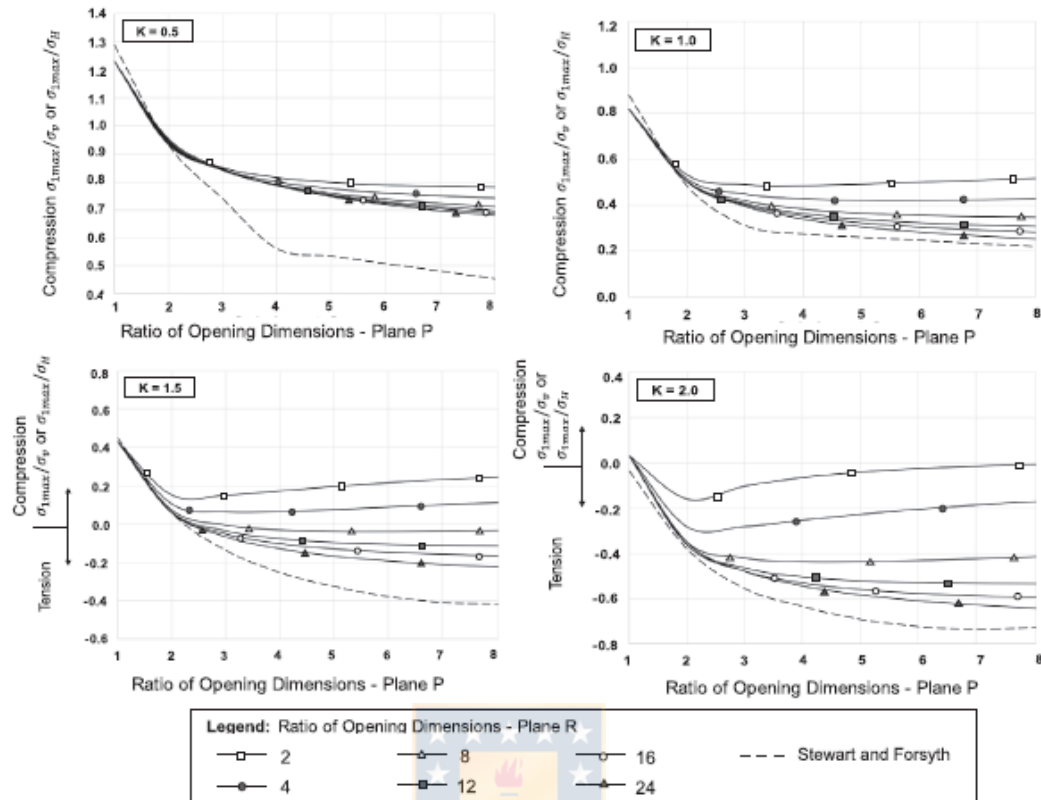


Figura 20: Nuevas curvas propuestas por Vallejos para pared colgante [9].

Como se aprecian en las figuras 17 y 18, el largo influye claramente en los valores que se obtienen mediante el modelamiento, encontrándose diferencias en los valores obtenidos en comparación a los valores teóricos de Stewart y Forsyth (Figura 17). Para el caso del techo y pared de término se obtienen valores menores de razones de esfuerzos, en razones de aspecto R (largo/ancho) que van de 2 a 16, tendiendo a acercarse en la razón de aspecto R de 24. Para el caso de la pared colgante se obtienen valores más conservadores, ya que tienden a ser mayores que los valores teóricos, y aumentan a medida que disminuye la razón de aspecto R.

La segunda parte del artículo consistía en evaluar las nuevas curvas obtenidas en mil caserones sintéticos, para ver la influencia en su diseño. El factor A mejoraba para el caso del techo y las paredes de término, con lo que se podían obtener dimensiones de caserones de un 15 a 30 % mayores.

El caso de estudio anterior es fundamental, ya que el presente trabajo se basa en la primera parte de este artículo.

3. Desarrollo

En este capítulo se detalla todo el desarrollo metódico utilizado para la construcción de caserones mediante modelamiento numérico, los parámetros que solicita el software y que mejor ajustan las simulaciones de forma que puedan ser lo más representativas posibles. El objetivo de este capítulo es generar simulaciones de caserones inclinados para cuantificar los esfuerzos inducidos en paredes y techos.

3.1 Escenarios a modelar

Las variables de salida a obtener son los esfuerzos inducidos en el centro de las superficies de los caserones (Figura 1), de manera de poder cuantificar y obtener un modelo que otorgue una tendencia de comportamiento para el efecto de la inclinación. Para definir la cantidad de casos a modelar, se consideran las curvas base de este trabajo [9], representadas en las figuras 19 y 20, y se consideran algunos supuestos del artículo base con algunas diferencias detalladas en este capítulo, principalmente en temas operacionales (dimensiones y relaciones de esfuerzos).

Se considera un ancho fijo de 30 [m] (ancho común en faenas chilenas), el largo con la altura varían de acuerdo a sus respectivas razones de aspecto; para el caso del largo, las razones de aspecto R (largo/ancho) serán de 2 y 4, mientras que para la altura, las razones de aspecto P (altura/ancho) serán de 1 hasta 5. Para cada combinación de dimensiones, se modelan con inclinaciones en la pared colgante (ver Figura 21) que tienen un dip de 45°, 55° y 65° sumando a ellas el caso vertical (dip de 90°), y se consideran razones de esfuerzos (σ_H/σ_V) de 1, 1.5 y 2 (no se considera k de 0.5, ya que en los yacimientos chilenos no se encuentran esfuerzos in situ horizontales menores a los verticales). El esquema de la Figura 22 resume lo expuesto e indica el total de modelamientos



Figura 21: Ilustración de caserones a modelar con distintos dips.

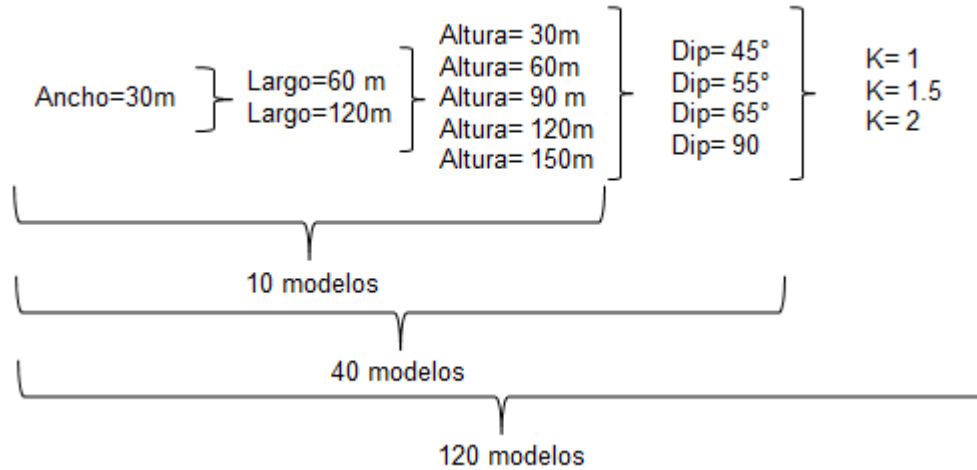


Figura 22: Esquema de escenarios a modelar.

Los valores de los esfuerzos inducidos de las simulaciones serán registrados en una base de datos y serán obtenidos para distintas distancias del borde del caserón. El motivo de esto es porque al estar tan cerca de la excavación, el programa tendería a calcular a cero el valor del esfuerzo. Para efectos de cálculos y resultados, serán exhibidos los valores de cada modelo más cercanos a la excavación que den distintos de cero. La Figura 23 ilustra lo planteado.

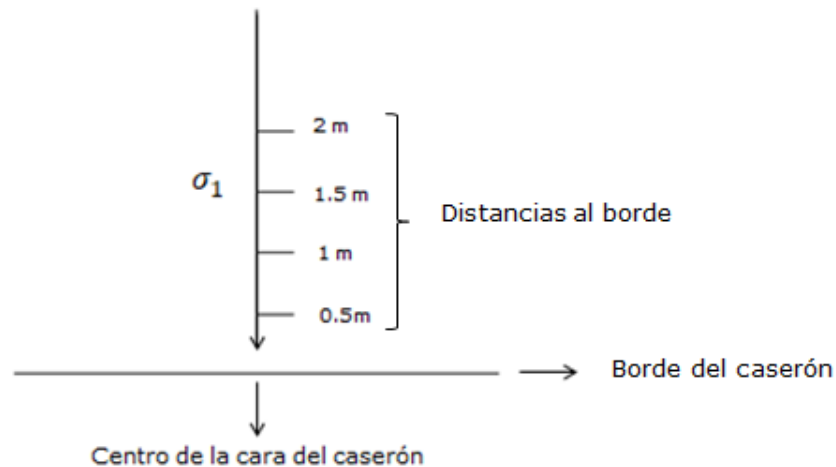


Figura 23: Obtención de esfuerzo inducido en caserones a diferentes distancias del borde.

Para crear la geometría de los caserones, se utiliza el programa de diseño Rhinoceros5, de forma que los caserones, se exportan directamente al software de FEM, facilitando la creación de estos, ya que no se programan mediante el código.

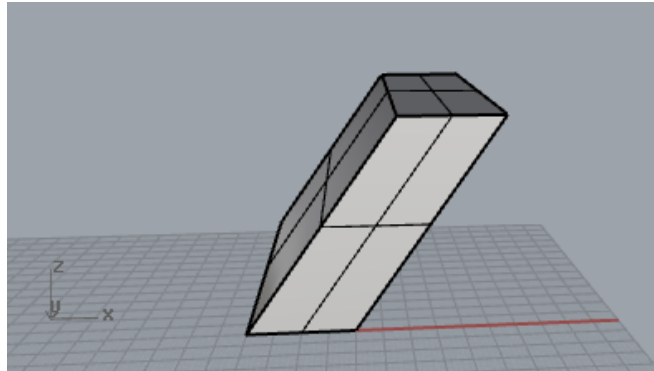


Figura 24: Vista isométrica de un caserón inclinado creado en Rhinoceros.

3.2 Parámetros y condiciones de roca

La información requerida por el software para caracterizar y simular el macizo rocoso consta de; geometría del caserón, condiciones de borde, módulo de Young, razón de Poisson, esfuerzos in situ, caracterización del macizo rocoso, condiciones de desplazamiento, entre otros.

Se consideran los mismos supuestos y principales parámetros que en el artículo de Vallejos [9], con respecto a los caserones:

- Caserones aislados
- Material lineal elástico
- Densidad de roca = 2.7 [ton/m³]
- Profundidad de 1000 [m] con un factor de sobrecarga de 0.027 [MPa/m]
- Módulo de Young= 20 [GPa]
- Razón de Poisson = 0.25

Se asume también como parámetros secundarios, un GSI de 70, ya que se requiere un macizo competente, y un factor D de tronadura de 0, ya que no se quiere afectar el macizo por causas externas.

3.3 Estado de esfuerzos.

Los estados de esfuerzos in situ (previo a la excavación) a considerar, consideran el esfuerzo vertical (σ_v) y los esfuerzos horizontales (σ_{H1} y σ_{H2}). En el artículo de Vallejos [9], se consideró en base a la profundidad y factor de sobrecarga un esfuerzo vertical de 27 [MPa], variando el esfuerzo horizontal que recorre la pared colgante según la razón de esfuerzos k , mientras que el esfuerzo horizontal que recorre la pared de término, se mantuvo constante en 27 [MPa]. Esta es una de las principales diferencias, ya que para este trabajo se considera que ambos esfuerzos horizontales sean iguales, es decir;

$$\sigma_{H1} = \sigma_{H2} \quad (34)$$

La relación (34), se asume considerando condiciones operacionales en faenas chilenas. La distribución en cuanto a las caras de un caserón y los ejes, junto con la dirección que recorren los esfuerzos in situ en el software, se consideran de la forma indicada en la Tabla 8:

Tabla 8: Distribución de ejes y esfuerzos in situ para caras de caserones.

Cara del caserón	Eje	Esfuerzo in situ
Techo	Z	σ_v
Pared colgante	X	σ_{H1}
Pared de término	Y	σ_{H2}

Considerando los datos mencionados en los supuestos, para calcular el esfuerzo vertical se utiliza la siguiente ecuación:

$$\sigma_v = \text{profundidad} * \text{factor de sobrecarga} \quad (35)$$

Obteniendo un valor de σ_v de 27 [MPa]. Para el cálculo de los esfuerzos horizontales, se utiliza la relación de la ecuación (36):

$$\sigma_H = k * \sigma_v \quad (36)$$

Finalmente la distribución de acuerdo a los valores de cada K queda de la siguiente forma:

Tabla 9: Distribución de esfuerzos in situ.

Razón de esfuerzos K	σ_v [MPa]	σ_{H1} [MPa]	σ_{H2} [MPa]
1	27	27	27
1.5	27	40.5	40.5
2	27	54	54

3.4 Calibración de modelo

Para definir los parámetros específicos del software que modelan la grilla y limitan los bordes, se compara con los de RS3, viendo las semejanzas, que se pueden ver resumidas en la Tabla 10.

Tabla 10 : Semejanzas de parámetros de modelamiento entre ambos programas.

RS3	Software FEM
Factor de expansión	Factor de expansión
Offset	Gap
N° de elementos	Tamaño de malla
Elementos tetraédricos	Elementos cúbicos
Factor de gradado externo	Factor de densificación
Factor de gradado	-

Donde el factor de expansión corresponde a la distancia desde los límites de la excavación hacia los bordes, de forma de representar una caja de roca, el gap corresponde al halo que rodea la excavación y densifica los valores, el tamaño de malla es el número de divisiones (ver Figura 25) tanto verticales como horizontales que dividen en bloques de igual tamaño al macizo (utilizando así FEM [10]), siendo este una de las principales diferencias con RS3, ya que en este último se indica un número fijo de elementos tetraédricos que aumentan de tamaño a medida que se alejan del centro, y el factor de densificación, que corresponde a la concentración de valores que rodean la excavación en su contorno.

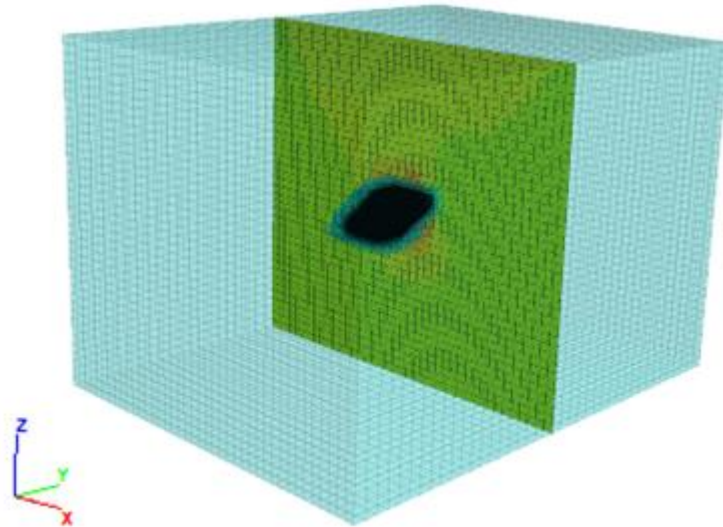


Figura 25: Vista isométrica de modelo en software con división de malla vertical y horizontal.

Para comprobar el buen funcionamiento del software, este se calibra utilizando los mismos valores que los usados en los parámetros de RS3, siendo estos los siguientes:

Tabla 11: Parámetros utilizados para calibración.

Parámetro	Valor
Factor de expansión	3
Gap	2
Factor de densificación	1

El número de elementos fue ajustado en 200, para el caso del software se escoge un tamaño de malla de 40, siendo un valor óptimo considerando los valores de los demás parámetros.

Se procede a correr las primeras 2 curvas de los valores de Vallejos, es decir razones de aspecto R de 2 y 4, para ver qué tan semejante son los valores de esfuerzos inducidos, obteniendo los siguientes resultados para el caso de k de 1.5:

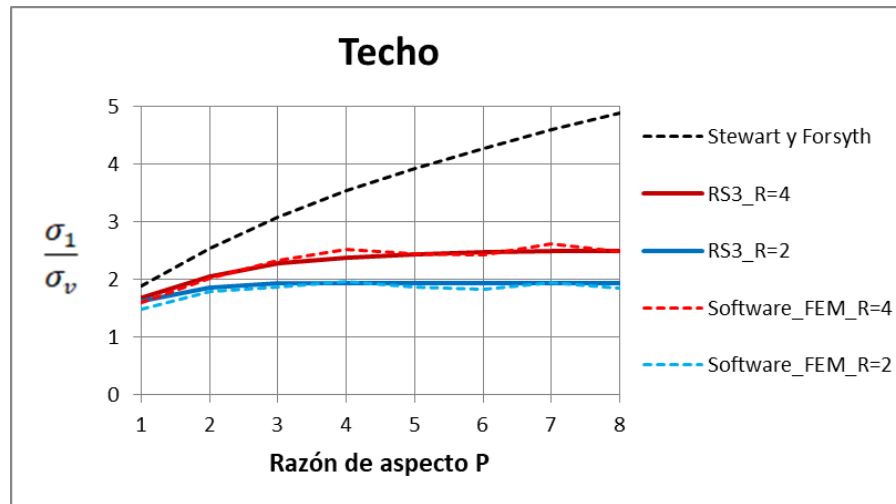


Figura 26: Comparación de valores entre RS3 y software de FEM para techo.

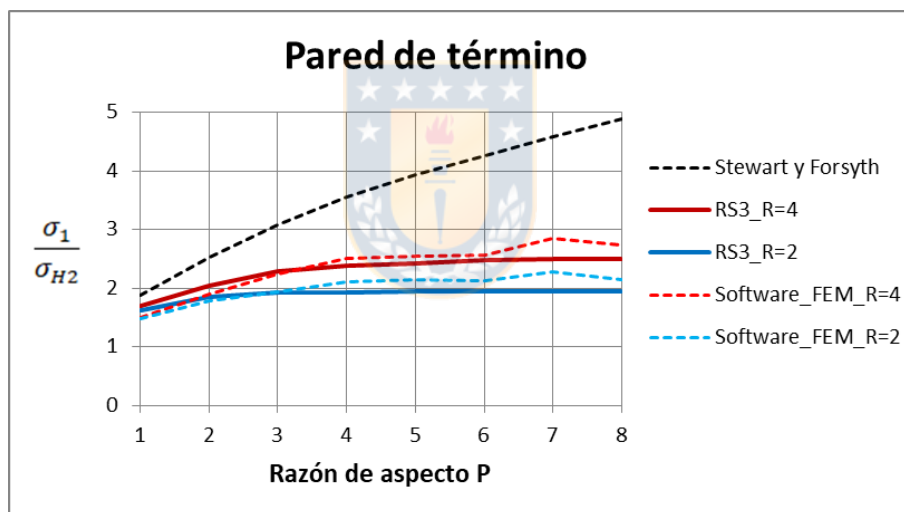


Figura 27: Comparación de valores entre RS3 y software de FEM para pared de término.

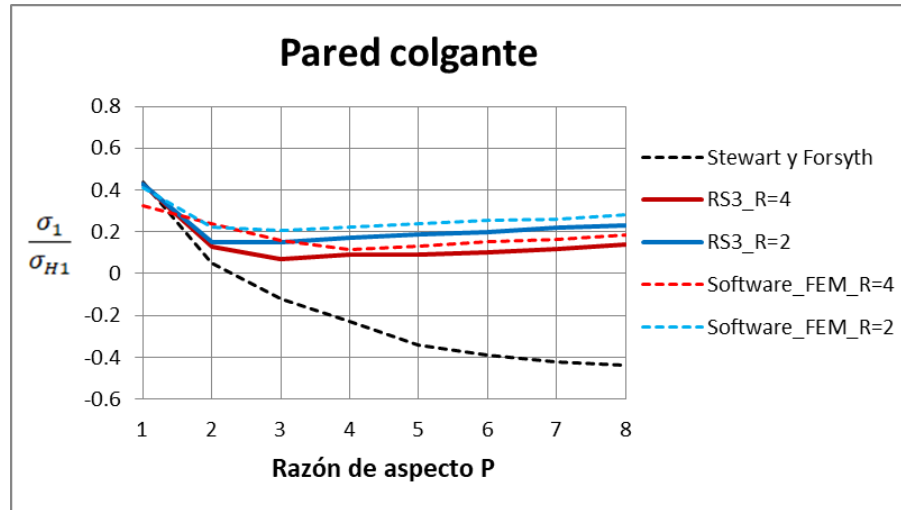


Figura 28: Comparación de valores entre RS3 y software de FEM para pared colgante.

Como se aprecia en los gráficos, para el caso del techo y la pared de término, se aprecia que las curvas modeladas en el software de FEM siguen claramente la tendencia de las curvas de Vallejos, dando valores levemente mayores en la pared de término para razones de aspecto P más grandes, mientras que en el caso de la pared colgante, tienden a tomar la misma forma de la curva, dando valores que son levemente más conservadores, por lo tanto se tiene que los parámetros se ajustan al software de FEM. Los valores para k de valor 1 y 2, se pueden encontrar en la sección de Anexos.

A diferencia del caso base, los caserones poseen una inclinación que podría perjudicar la concentración de esfuerzos, es por esto que para definir si se puede mantener el mismo factor de expansión, se utiliza el software Phase2, programa en 2D, con las diferentes razones de esfuerzos que se evalúan.

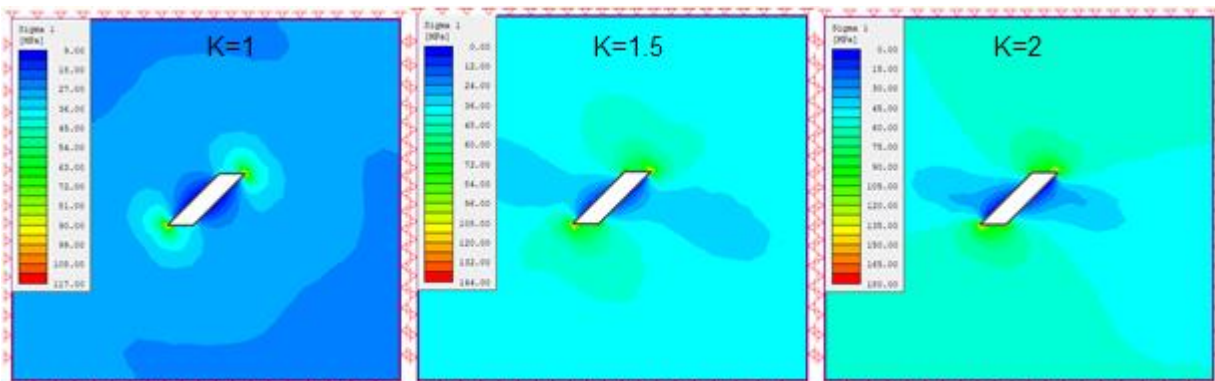


Figura 29: Borde a 3H de excavación en caserón inclinado para distintos K en Phase2D.

Es claro ver que para un factor de expansión de 3 veces la altura hacia los bordes, el tamaño de la caja perjudicaría a la concentración de esfuerzos para los casos de k igual a 1 y 2, por esto se determina un nuevo factor de expansión, aumentando de 0.5 en 0.5, hasta obtener un nuevo factor de expansión de 4, como se aprecia en la Figura 26.

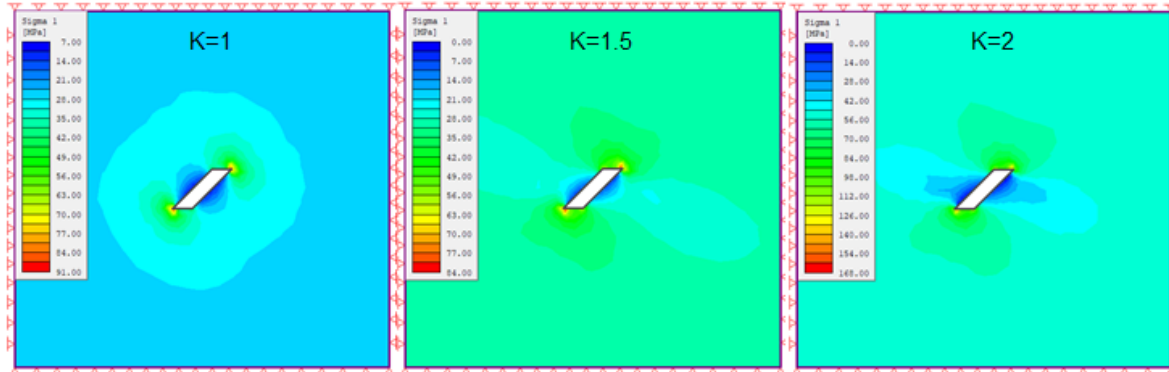


Figura 30: Borde a $3H$ de excavación en caserón inclinado para distintos k en Phase2D.

Como se ve, los bordes no perjudican la concentración de esfuerzos, quedando este factor definido en 4.

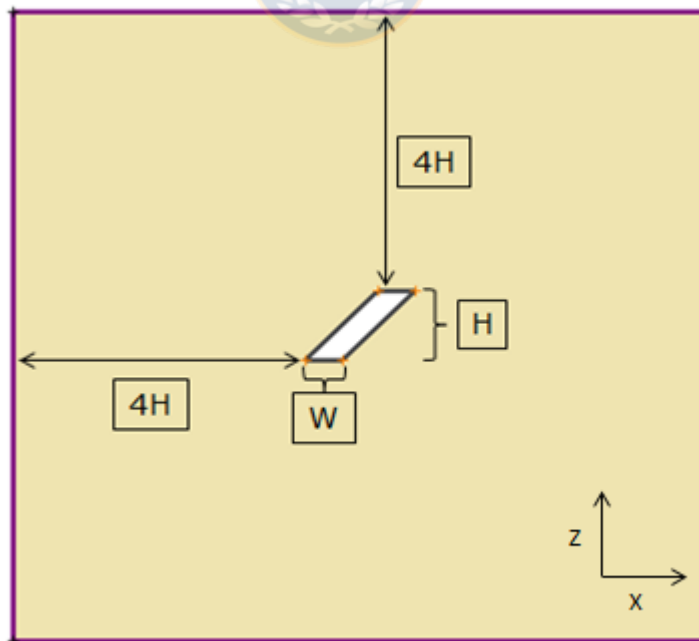


Figura 31: Límite de borde de modelo a $4H$ de la excavación para ancho (W) y altura (H).

Para el caso del largo en el eje y, el factor de expansión se considera de 4 veces el propio largo, desde los bordes hacia los costados, como se aprecia en la Figura 32.

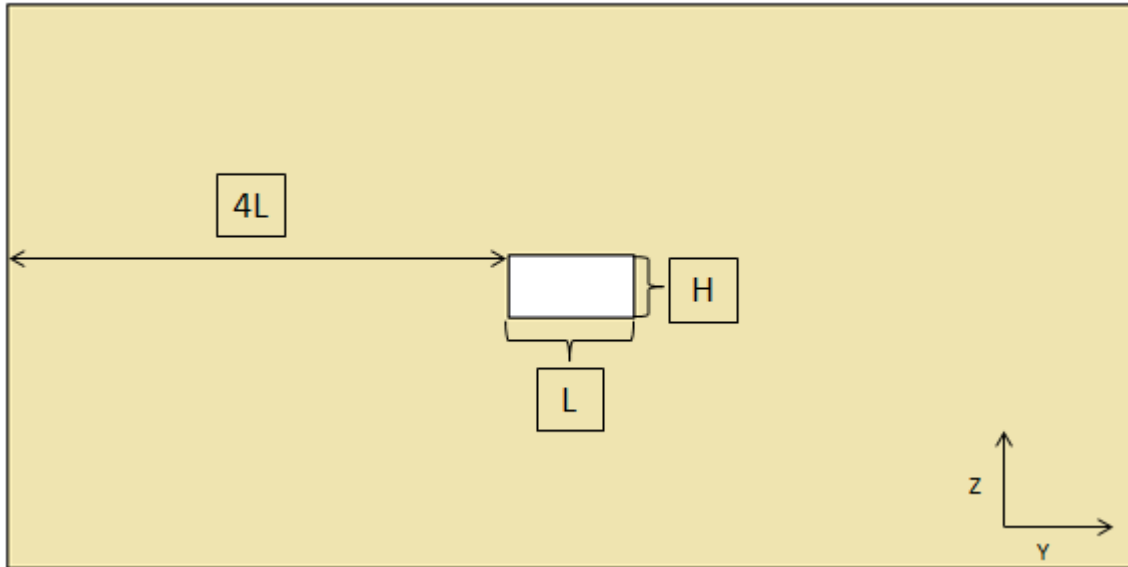


Figura 32: Límite de borde de modelo a 4L de la excavación para el largo (L).

Al aumentar el factor de expansión se debe aumentar el gap y el tamaño de malla, ya que mientras más grande es la caja de roca, es más difícil para el programa reconocer la excavación central y determinar los valores en un punto dado. Para el caso del factor de densificación, este es independiente de los demás, por lo que se mantiene en 1, de esta forma los parámetros de modelo se resumen en la siguiente tabla:

Tabla 12: Nuevos parámetros de modelo para software de FEM.

Parámetro	Valor
Factor de expansión	4
Tamaño de malla	60
Gap	4
Factor de densificación	1

A modo de comparación se muestra en la Tabla 13 un resumen de los parámetros y sus valores utilizados en RS3 versus los usados en el software de FEM.

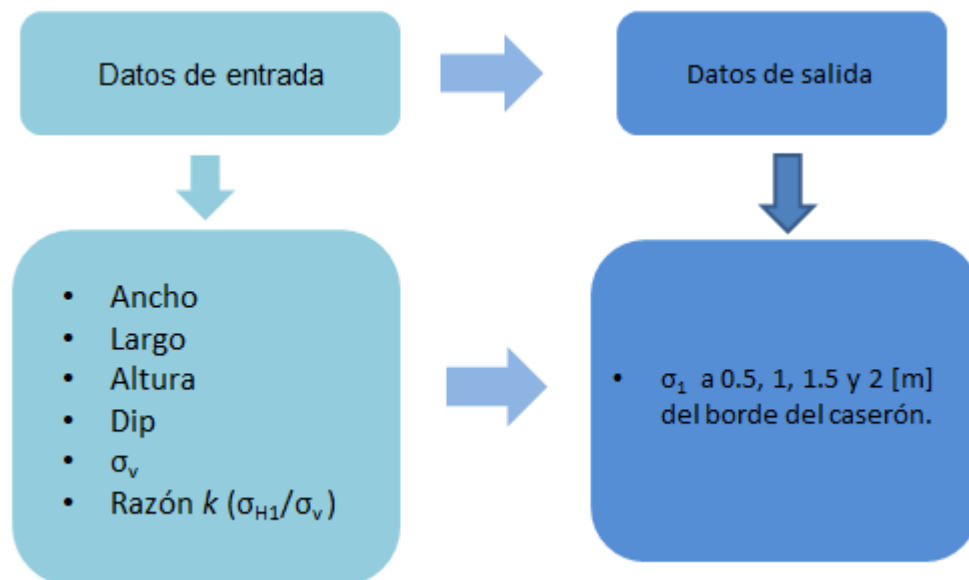
Tabla 13: Resumen de valores utilizados en ambos softwares.

Parámetros RS3	Valor	Parámetros software FEM	Valor
Factor de expansión	3	Factor de expansión	4
N° de elementos	200	Tamaño de malla	60
Offset	2	Gap	4
Factor de gradado externo	1	Factor de densificación	1
Factor de gradado	3	-	-

Al aumentar los valores de los parámetros como el factor de expansión y el tamaño de malla, también aumentan los tiempos que demora el software en determinar los valores que se le solicita, sin embargo de esta forma se asegura que las simulaciones corridas sean representativas.

3.5 Variables de salida

A modo de resumen el esquema de la Figura 33 muestra tanto los datos de entrada, como los datos de salida del programa.

**Figura 33:** Datos de entrada y salida del programa.

4. Resultados

En esta sección se presentan los resultados de los esfuerzos inducidos obtenidos de los 120 modelamientos, representados en los gráficos para las distintas superficies de cada caserón, dividido por su respectivo esfuerzo normal al plano de la superficie. Los resultados en bruto se encuentran en la sección de Anexos. Para el caso del techo, el esfuerzo se divide por el esfuerzo in situ vertical σ_v . En el caso de la pared de término, se normaliza por el esfuerzo in situ horizontal σ_{H2} . Para la pared colgante, al encontrarse con inclinación (dip), se divide por el esfuerzo normal a esta σ_n , obtenido mediante la fórmula de rotación de esfuerzos (37), para cada caso de dip.

$$\sigma_n = \sigma_{y'y'} = \sigma_{xx} * \sin^2(\theta) + \sigma_{yy} * \cos^2(\theta) - 2 * \tau_{xy} * \cos(\theta) * \sin(\theta)$$

(37)

Donde se asume un esfuerzo de corte (τ_{xy}) de 0, σ_{xx} corresponde al esfuerzo horizontal (σ_{H1}), σ_{yy} corresponde al esfuerzo vertical (σ_v) y θ al respectivo dip. Luego los valores correspondientes a cada normalización (σ_n) para la pared colgante, se encuentran en la Tabla 14.

Tabla 14: Valores de σ_n para distintos dips de pared colgante.

Valor de k	Dip [°]	(σ_n)[Mpa]
1	45	27
1	55	27
1	65	27
1	90	27
1.5	45	33.75
1.5	55	36.06
1.5	65	38.09
1.5	90	40.50
2	45	40.50
2	55	45.12
2	65	49.18
2	90	54.00

Los gráficos para los distintos valores de k y razones de aspecto R se presentan a continuación.

4.1 Esfuerzos inducidos para $k=1$

Los resultados de los esfuerzos inducidos para k de 1 y razones de R 2 y 4, se muestran en las figuras 34 y 35.

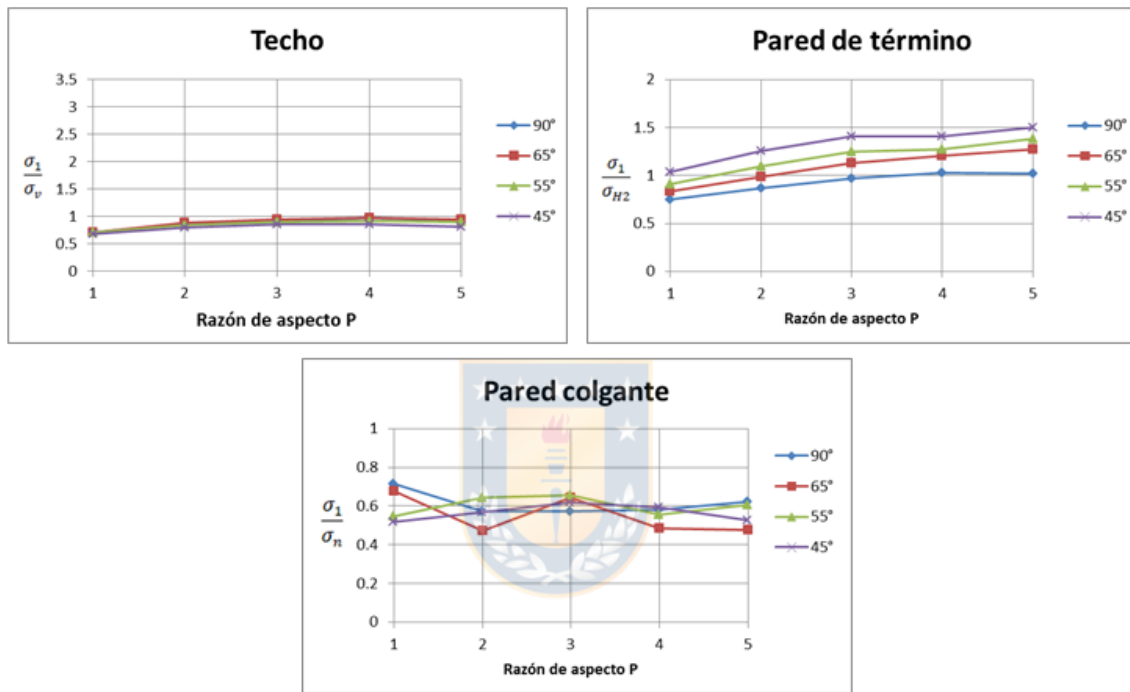


Figura 34: Gráficos de esfuerzos inducidos obtenidos para $k=1$ y $R=2$.

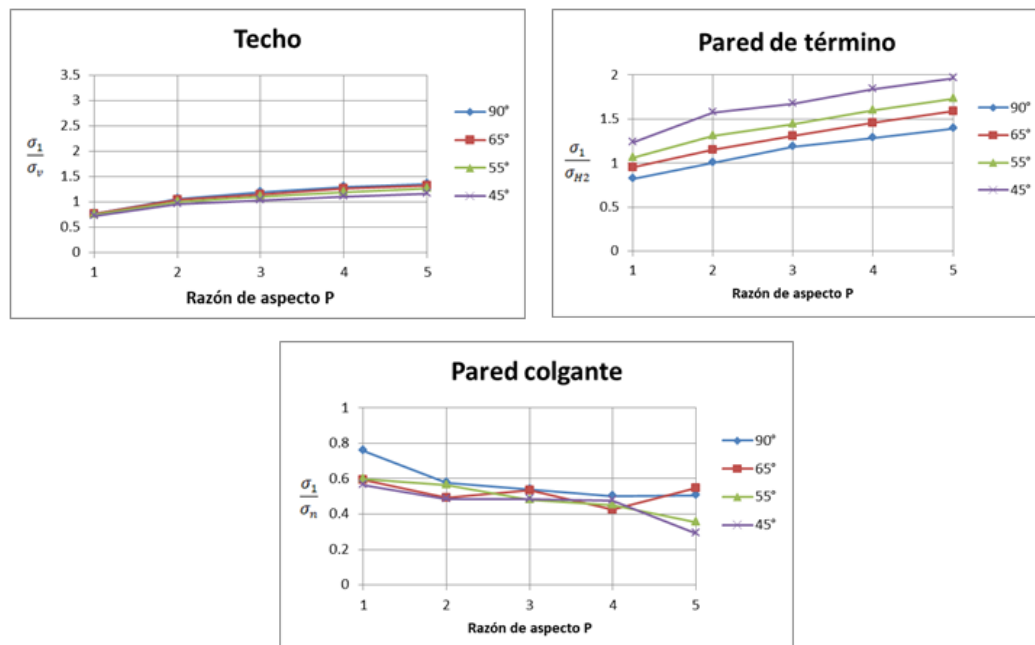


Figura 35: Gráficos de esfuerzos inducidos obtenidos para $k=1$ y $R=4$.

Como se observa en las figuras 34 y 35, en k de 1 no se tiene una tendencia clara para el caso de la pared colgante, ya que los datos se encuentran bastantes dispersos, en el caso del techo la mayor parte de los datos se encuentran agrupados juntos, en una tendencia de curva logarítmica, tendiendo a notarse una disminución para el dip de 45° , en tanto en la pared de término se ve que la distribución de esfuerzos se carga hacia esta pared, ya que a medida que va aumentando la inclinación, los esfuerzos van en aumento.

4.2 Esfuerzos inducidos para $k=1.5$

Los resultados de los esfuerzos inducidos para k de 1.5 y razones de R 2 y 4, se muestran en las figuras 36 y 37.

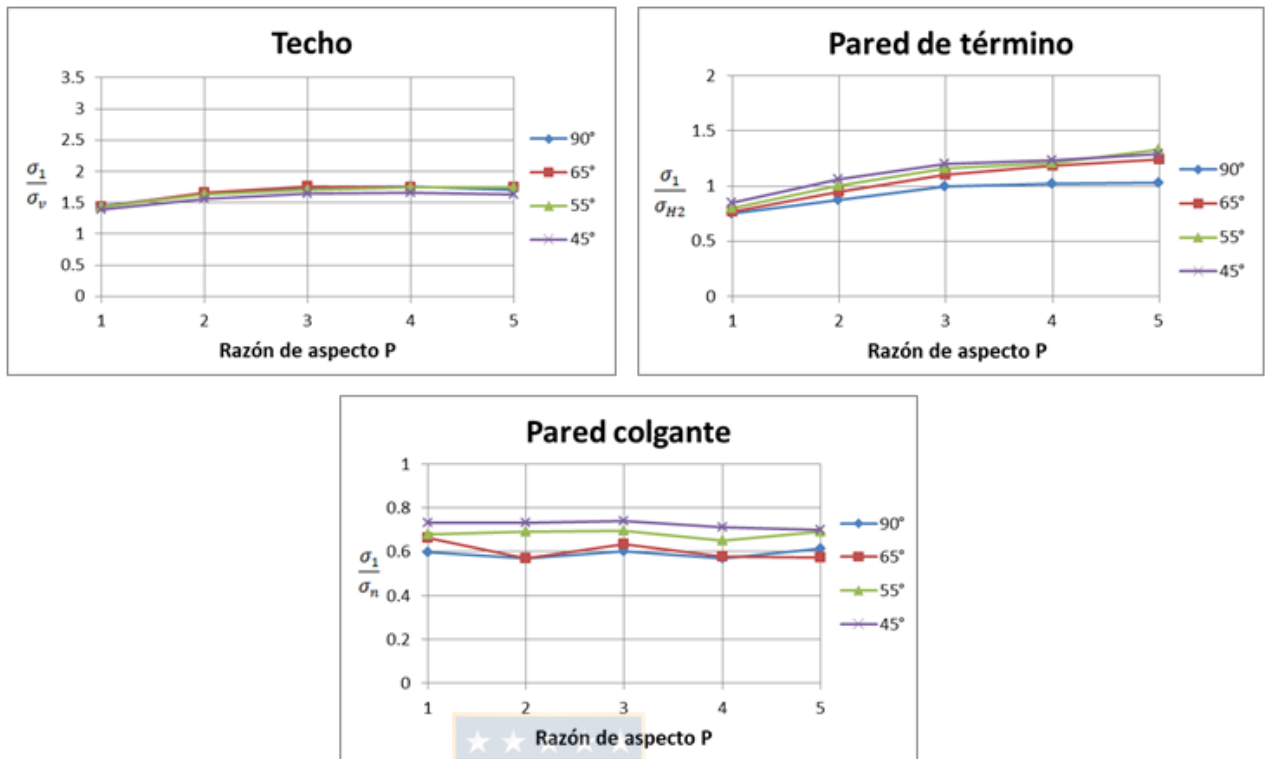


Figura 36: Gráficos de esfuerzos inducidos obtenidos para $k=1.5$ y $R=2$.

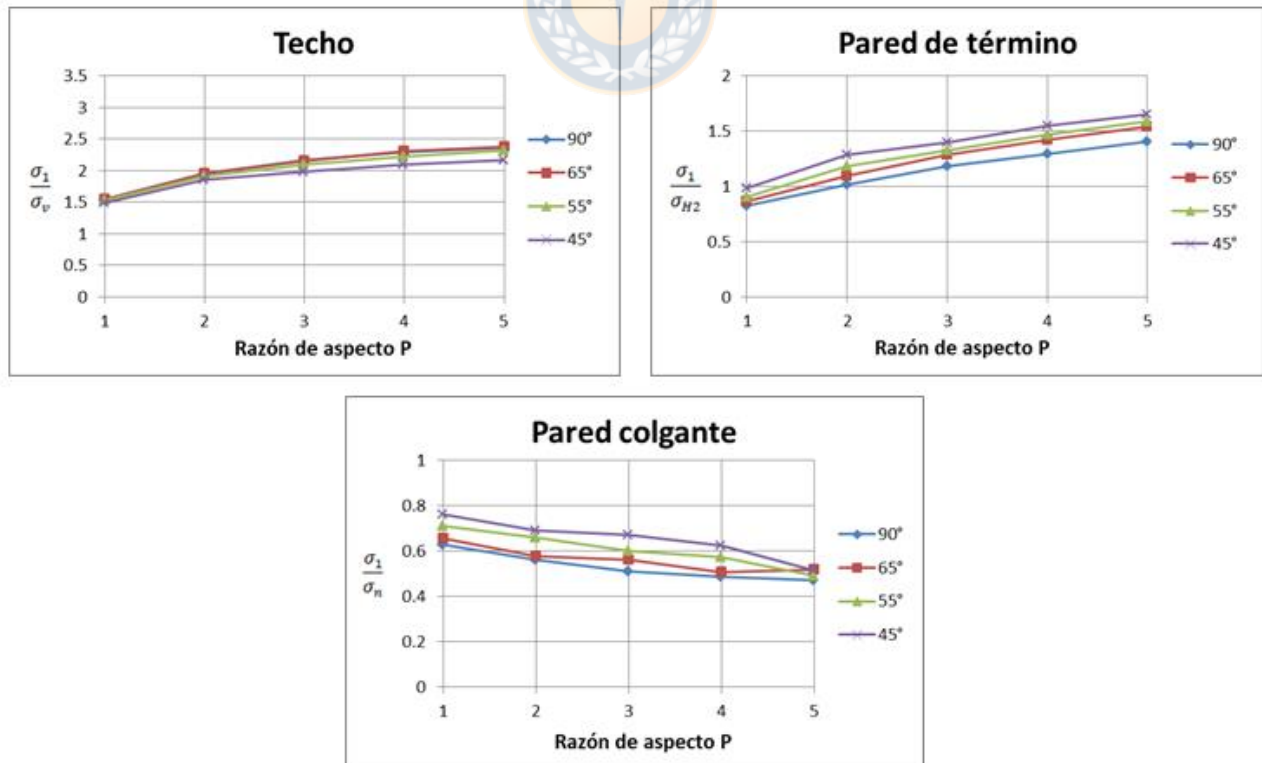


Figura 37: Gráficos de esfuerzos inducidos obtenidos para $k=1.5$ y $R=4$.

Para el caso de las figuras 36 y 37, de 1.5, se observa que para el techo sigue la misma tendencia que en k de 1, en la pared colgante comienza a notarse el efecto de la inclinación, producto que sus curvas comienzan a despegarse y a notarse una leve tendencia decreciente, los esfuerzos comienzan a aumentar a medida que aumenta la inclinación, mismo caso que en la pared de término, sin embargo se ve una reducción entre la distancia de las curvas. La concentración de esfuerzos se ve distribuida más uniforme en las paredes en este valor k de 1.5.

4.3 Esfuerzos inducidos para $k=2$

Los resultados de los esfuerzos inducidos para k de 2 y razones de R 2 y 4, se muestran en las figuras 38 y 39.

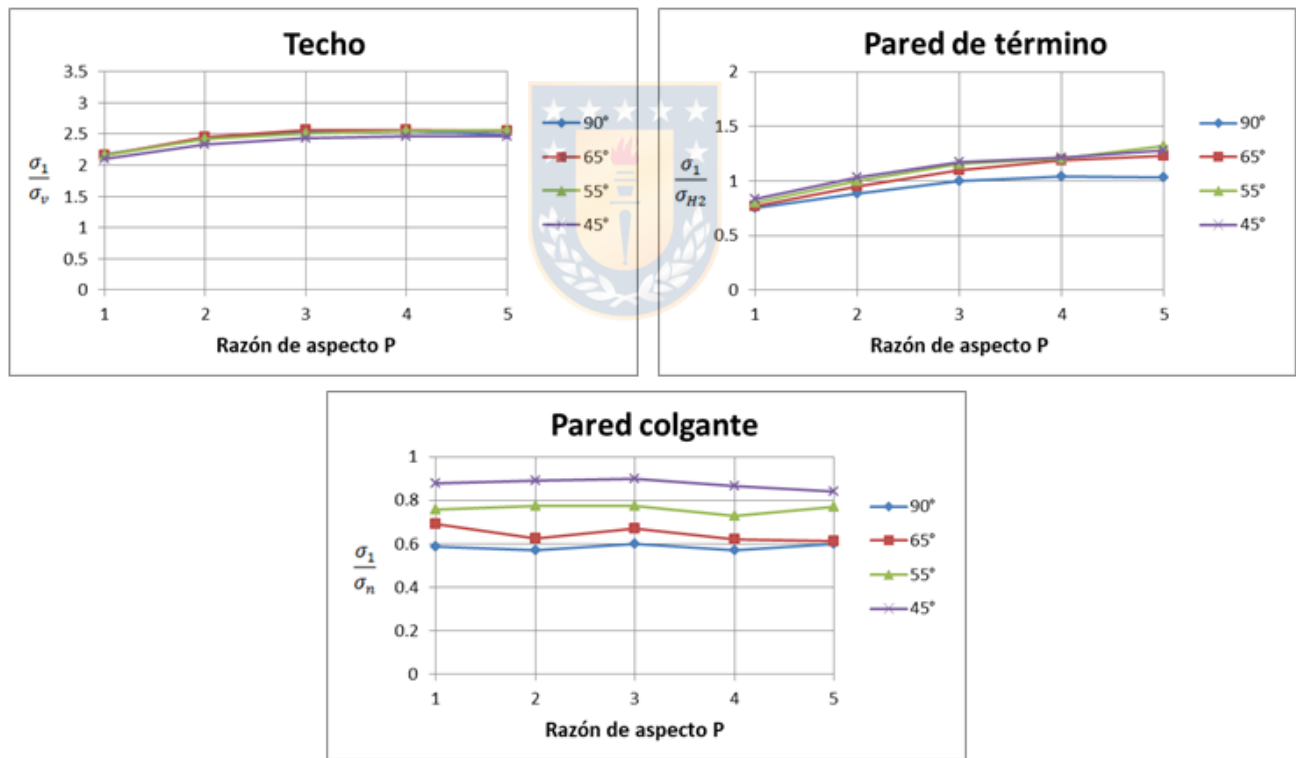


Figura 38: Gráficos de esfuerzos inducidos obtenidos para $k=2$ y $R=2$.

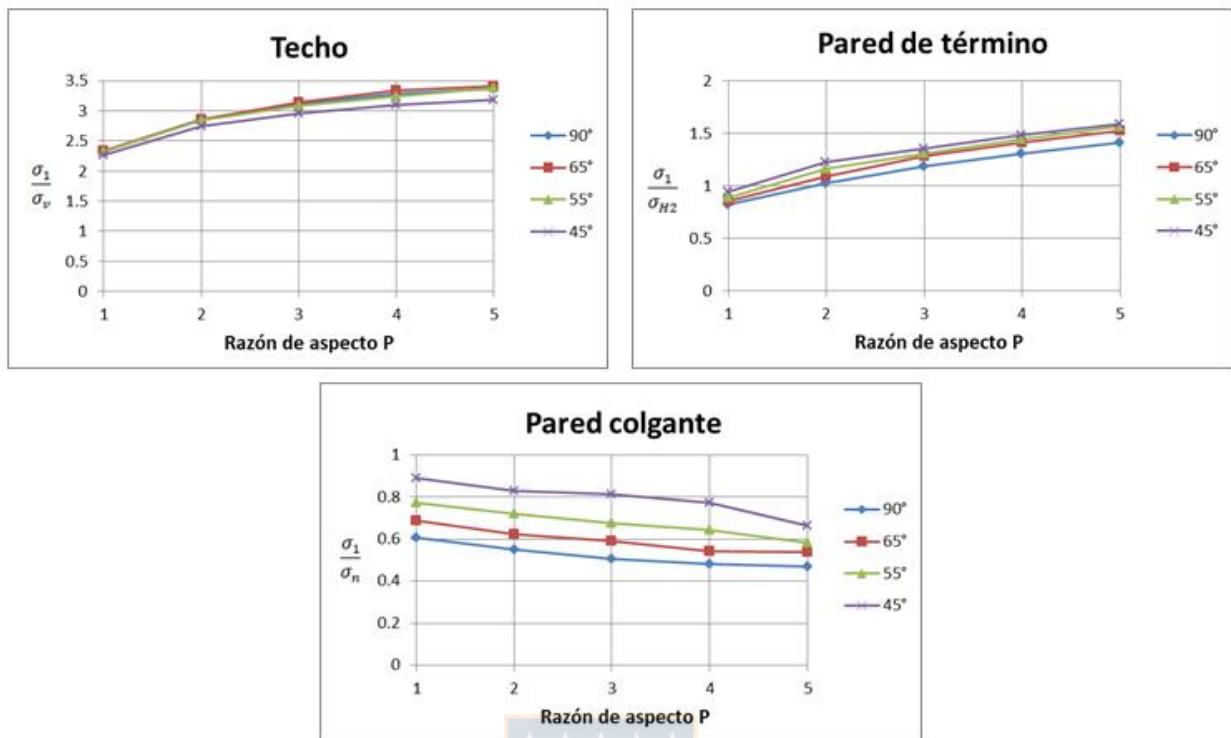


Figura 39: Gráficos de esfuerzos inducidos obtenidos para $k=2$ y $R=4$.

En las figuras 38 y 39, para el caso de k de 2, no hay mayor variación en el techo con respecto a los casos anteriores, para el caso de la pared colgante, la misma tendencia decreciente en sus curvas, pero con un aumento de la distancia entre sus series, mientras que en la pared de término se aprecia que los valores de caserones con inclinación, siguen siendo mayores que el caso vertical (dip 90°), sin embargo la distancia entre sus series es cada vez más reducida.

La inclinación afecta claramente a las paredes de los caserones, no variando mayormente al techo, en donde en el dip de 45° se encuentran valores de esfuerzos más bajos, producto que en este dip los esfuerzos se encuentran concentrados en las paredes. A medida que aumentan los esfuerzos horizontales in situ (razón k) los esfuerzos comienzan a distribuirse hacia la pared colgante, manteniéndose esta diferencia con respecto al caso vertical en la pared de término.

5. Análisis de resultados

5.1 Comparación con curvas de Vallejos.



A continuación se presenta una comparación entre los valores obtenidos y los valores de las curvas de Vallejos.

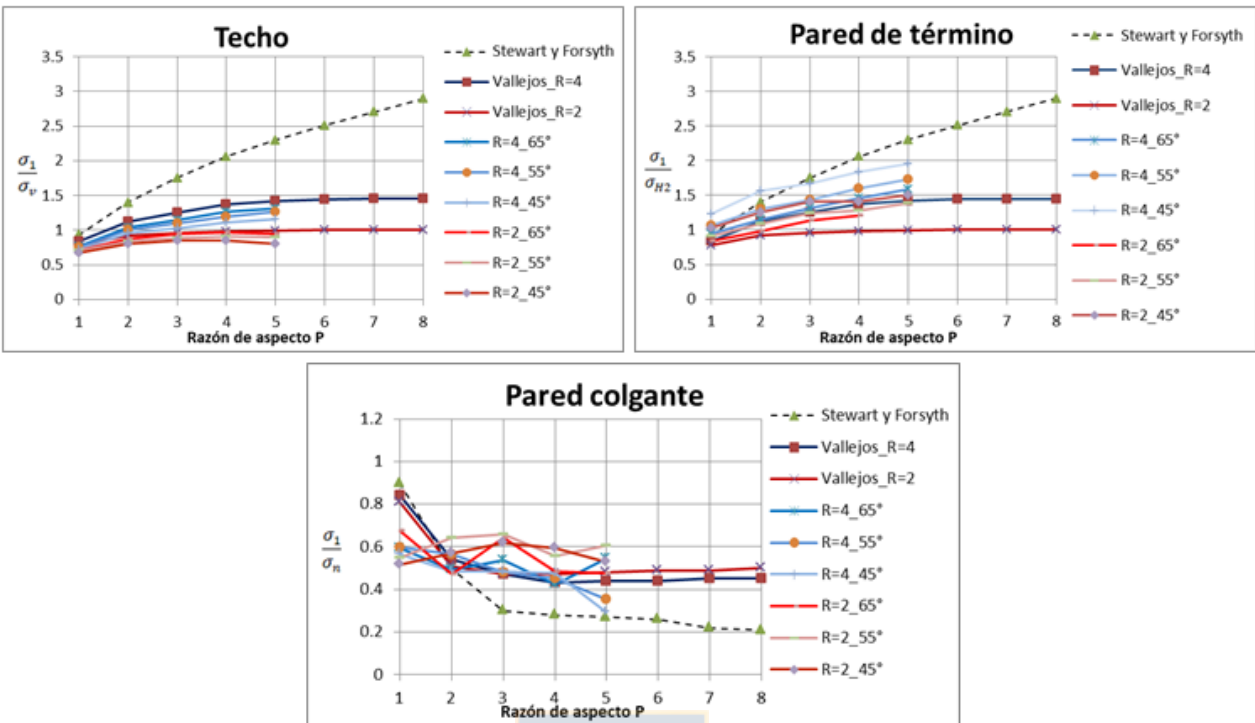


Figura 40: Comparación de valores con curvas de Vallejos para $k=1$.

Como se puede apreciar, en el caso del techo, las curvas se acercan a las obtenidas por Vallejos, sin embargo en las paredes, no se acercan, alejándose bastante de la forma de la curva en el caso de la pared colgante.

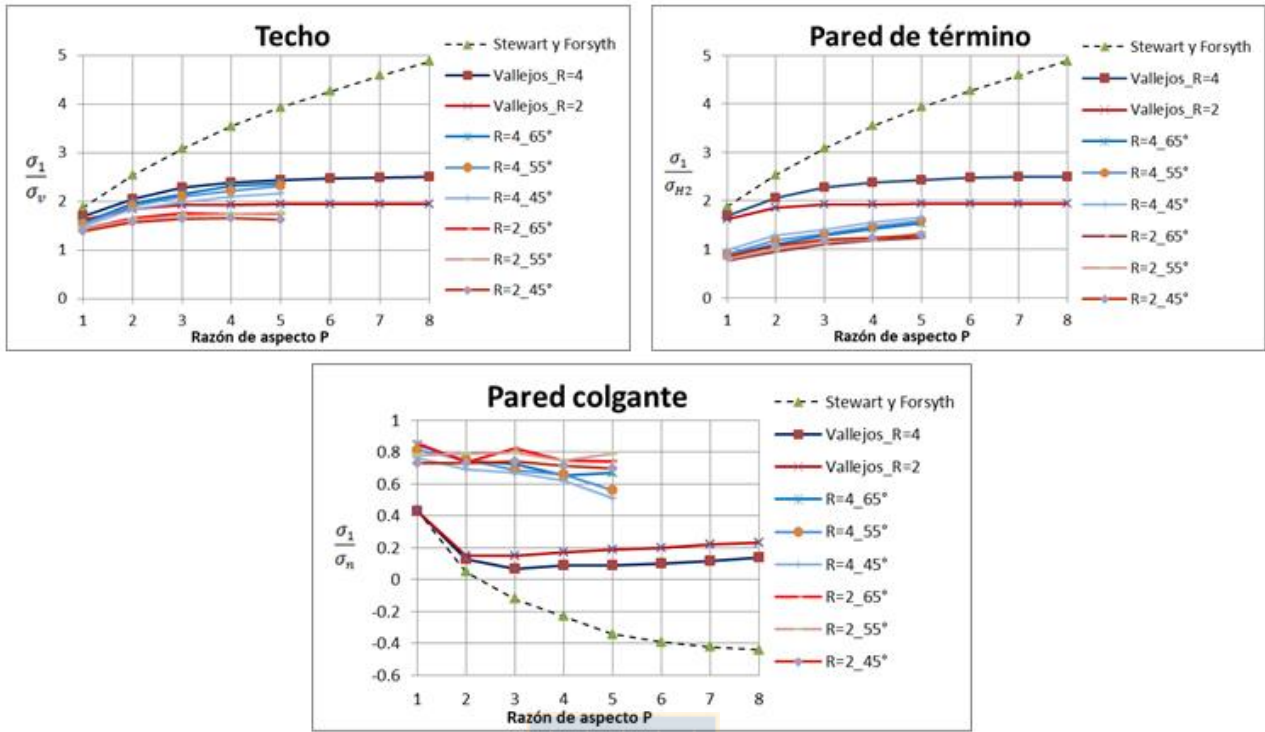


Figura 41: Comparación de valores con curvas de Vallejos para $k=1.5$.

Al igual que para k de 1, las curvas en las paredes no siguen la tendencia de las curvas de Vallejos, para el caso de la pared colgante tampoco toma la forma.

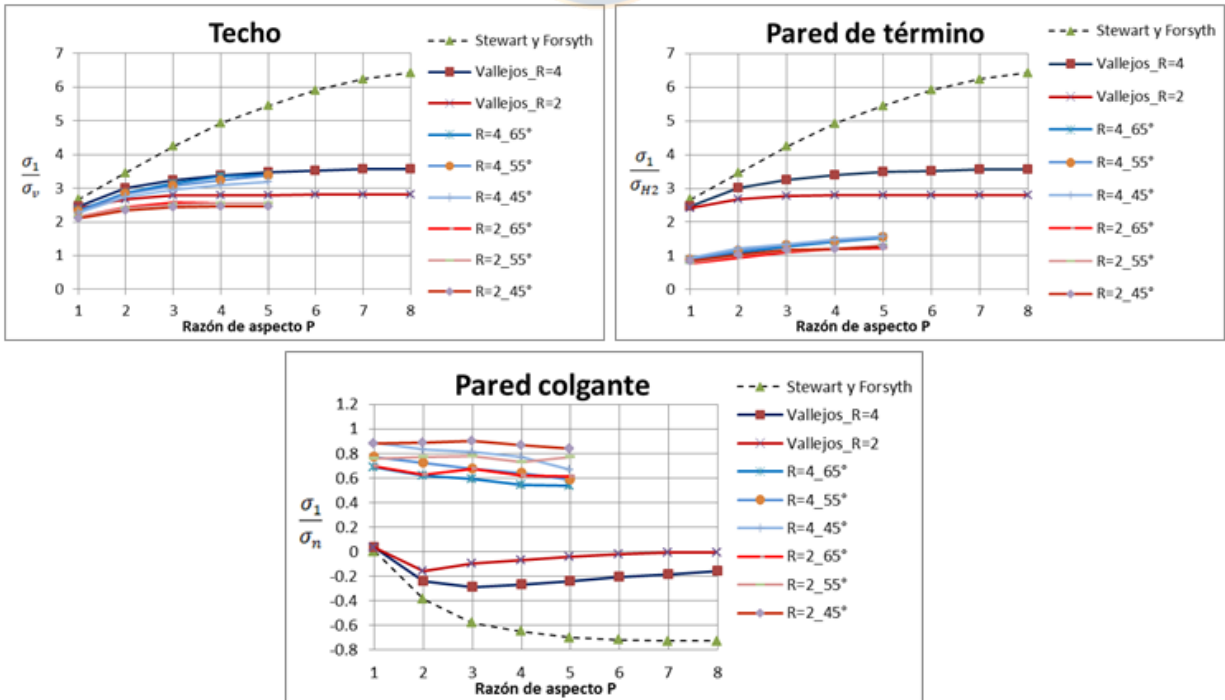


Figura 42: Comparación de valores con curvas de Vallejos para $k=2$.

Al igual que en los casos anteriores las curvas obtenidas del modelamiento, no siguen la forma ni tendencia para el caso de las paredes.

Se aprecia con claridad que la comparación con las curvas del artículo base es bastante engorrosa, ya que salvo para el caso del techo, no se tiende a tomar la forma ni valores cercanos a las respectivas curvas. Los principales motivos de esto se deben al cambio de software, a las dimensiones consideradas (el artículo no menciona el ancho), y la principal razón es por el estado de esfuerzos considerado, ya que en este trabajo se consideran ambos esfuerzos horizontales iguales y que varían de acuerdo a la razón de esfuerzos k , mientras que en el artículo, solamente uno de estos esfuerzos variaba en razón de k , siendo el otro esfuerzo horizontal fijo en 27 [MPa] como se mencionó en la sección 3.4. Solamente para el caso del techo en donde se mantiene fijo en 27 [MPa] el esfuerzo vertical tanto para el actual software como para RS3, se ve que los valores tienden a acercarse y tomar la forma de la curva, sin embargo están levemente más abajo, principalmente ya que como se analizó anteriormente la distribución de esfuerzos tiende a cargarse hacia ambas paredes.

5.2 Ajuste de curvas

A los resultados obtenidos en los gráficos de los modelos de las figuras 34 a 39, se proponen las ecuaciones (38) (39) y (40) para techo, pared colgante y pared de término respectivamente, para ajustar las curvas, de forma de obtener aproximaciones más suavizadas y uniformes.

$$\frac{\sigma_1}{\sigma_v} = a - b * (3 - k) * \cos(\theta)^c + d * \ln(P) * (R - 1)^e \quad (38)$$

$$\frac{\sigma_1}{\sigma_n} = a + b * (k - 1) * \cos(\theta)^c - d * P * (R - 1)^e \quad (39)$$

$$\frac{\sigma_1}{\sigma_{H2}} = a + b * (3 - k) * \cos(\theta)^c + d * \ln(P) * (R - 1)^e \quad (40)$$

Siendo a, b, c, d y e , las constantes a determinar.

Las curvas están basadas en; los parámetros de razón de esfuerzos k y dip , que acompañan a las constantes a, b y c que determinan el coeficiente de posición de las curvas, junto con la distancia entre series y las razones de aspecto P y R que dan forma a las curvas y acompañan a las constantes d y e . Para ajustar las curvas considerando las constantes y los parámetros mencionados, se utiliza la herramienta solver de Excel, la cual exige una función a minimizar o maximizar según sea el caso, y constantes a determinar. En este caso se quiere minimizar la diferencia cuadrática de los valores que se obtienen entre los valores del modelamiento y los obtenidos mediante las ecuaciones propuestas, como se aprecia en la ecuación (41):

$$\text{Min } \sum (\sigma_i - \sigma_i^*)^2$$

(41)

Sujeto a las siguientes restricciones

$$a, b, c, d, e \geq 0$$

(42)



Donde σ_i corresponde al esfuerzo inducido del modelamiento [MPa] y σ_i^* al esfuerzo inducido por el ajuste [MPa]. Luego se obtienen los siguientes valores de constantes:

Tabla 15: Valores de constantes obtenidos del ajuste.

Constante	Techo	Pared Colgante	Pared de término
a	4.0959	0.6297	0.7169
b	1.7328	0.6978	0.3567
c	0.0005	2.5837	1.7761
d	0.1497	0.0140	0.2308
e	1.1323	0.9321	0.5739

Y los valores de los residuales (suma de errores cuadráticos) obtenidos, se resumen en la siguiente Tabla 16, mientras que los errores obtenidos se encuentran en Anexos.

Tabla 16: Residuales obtenidos del ajuste.

Superficie	Residual
Techo	1.362
Pared colgante	0.217

Pared de término	0.351
------------------	-------

Se observa que el mayor residual obtenido es para el caso del techo, esto se debe al aumento de esfuerzos a medida que aumenta el valor de k . Para el caso de las paredes se obtienen valores de residuales bajos, por lo que se puede mencionar que las curvas se ajustan de manera correcta.

Finalmente, se obtienen las siguientes curvas del ajuste:

5.2.1 Ajuste de curvas propuesto para $k=1$

Los gráficos obtenidos del ajuste de curvas para k de 1 y R de 2 y 4, se presentan de las figuras 43 a 48. Al lado izquierdo se ubica el resultado obtenido del modelamiento, mientras que al derecho las curvas ajustadas.

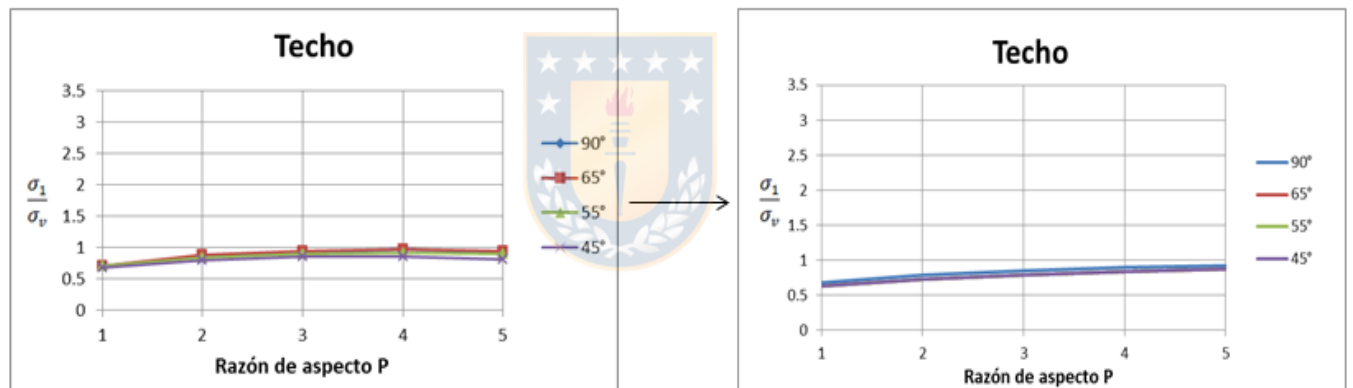


Figura 43: Ajuste de curvas propuesto en techo para $k=1$ y $R=2$.

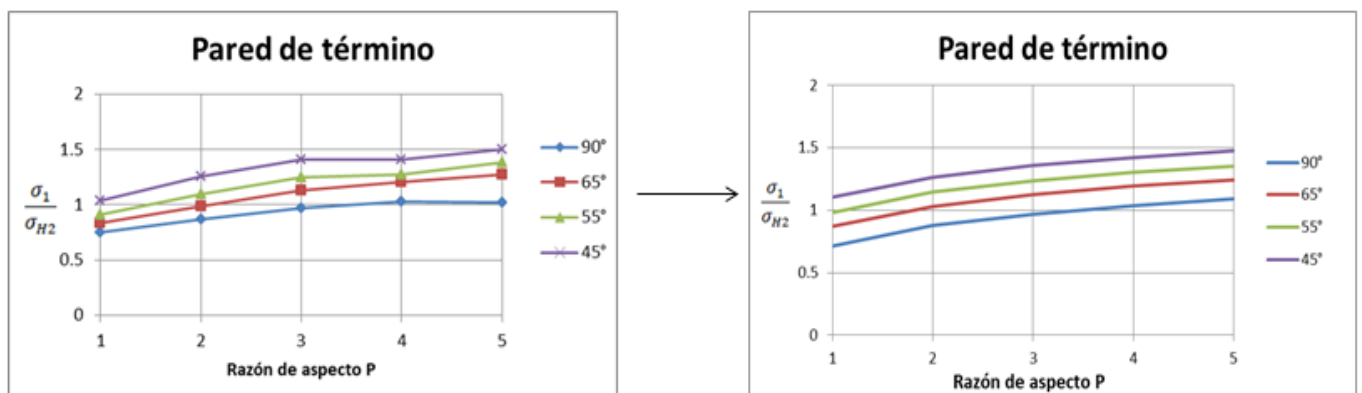


Figura 44: Ajuste de curvas propuesto en pared de término para $k=1$ y $R=2$.

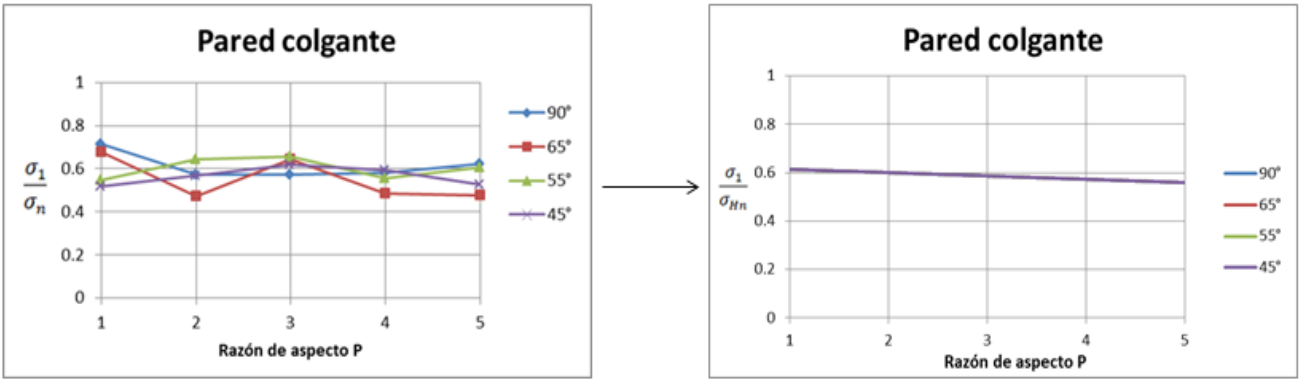


Figura 45: Ajuste de curvas propuesto en pared colgante para $k=1$ y $R=2$.

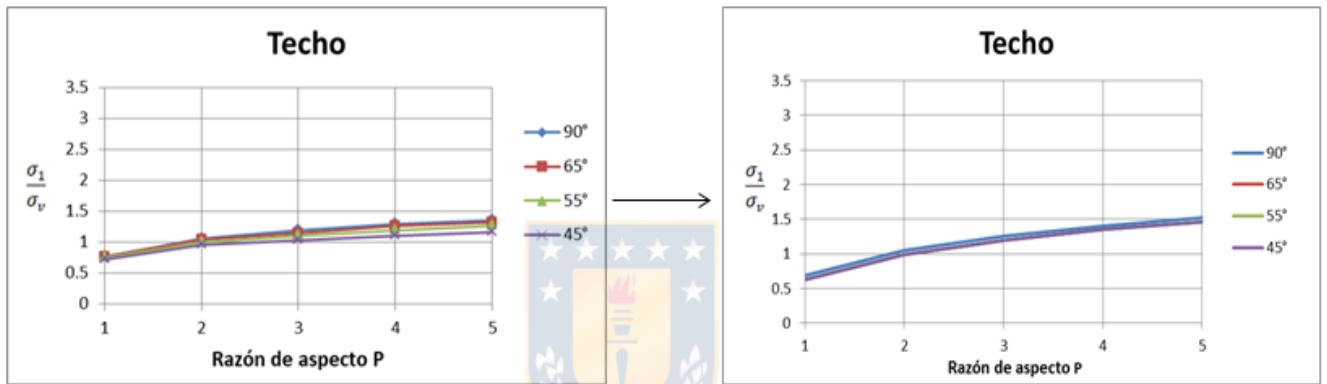


Figura 46: Ajuste de curvas propuesto en techo para $k=1$ y $R=4$.

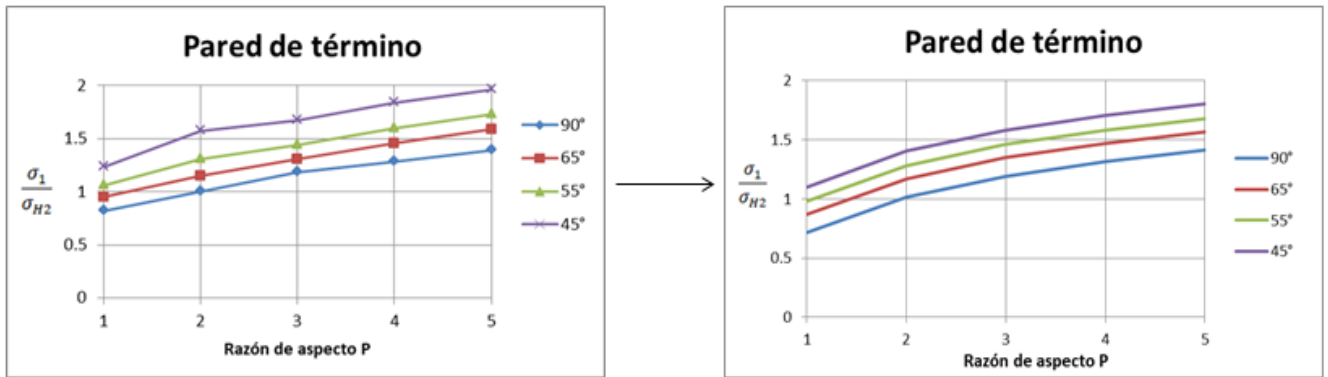


Figura 47: Ajuste de curvas propuesto para pared de término para $k=1$ y $R=4$.

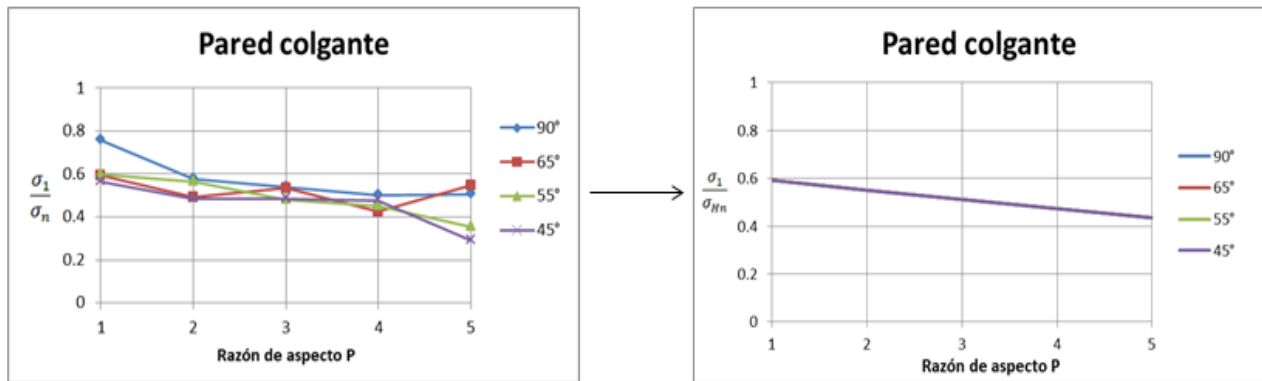


Figura 48: Ajuste de curvas propuesto para pared colgante para $k=1$ y $R=4$.

De los gráficos propuestos, se puede notar que para el caso del techo, los datos se agruparon de una forma más junta, teniendo un leve despegue de la curva de dip 45° , la pared de término se ve que siguió de buena forma tanto la forma como la diferencia entre los dips, mientras que la pared colgante, en donde en k de 1 se encontraban dispersos los valores, el ajuste tendió a agrupar todas las series de un mismo valor, ya que no hay una tendencia clara aún.

5.2.2 Ajuste de curvas propuesto para $k=1.5$

Los gráficos obtenidos del ajuste de curvas para k de 1.5 y R de 2 y 4, se presentan de las figuras 49 a 54.

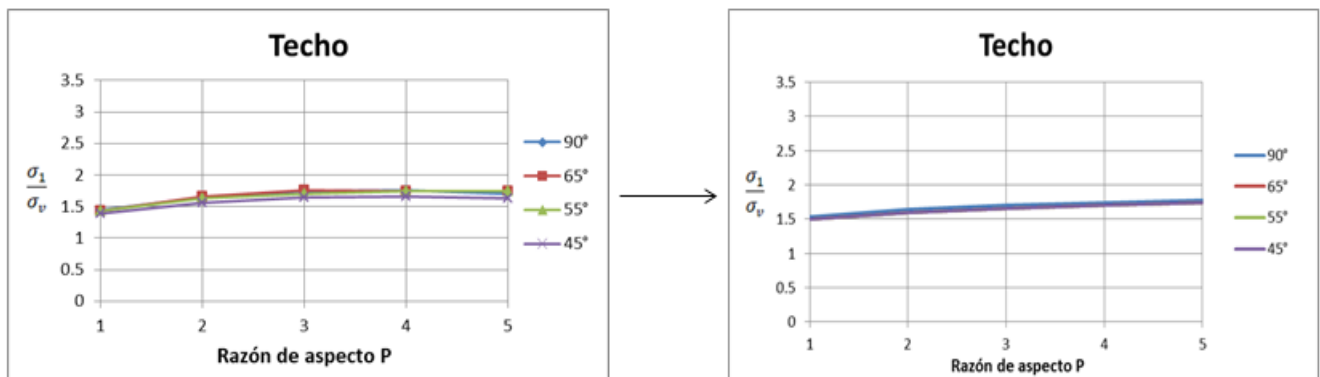


Figura 49: Ajuste de curvas propuesto en techo para $k=1.5$ y $R=2$.

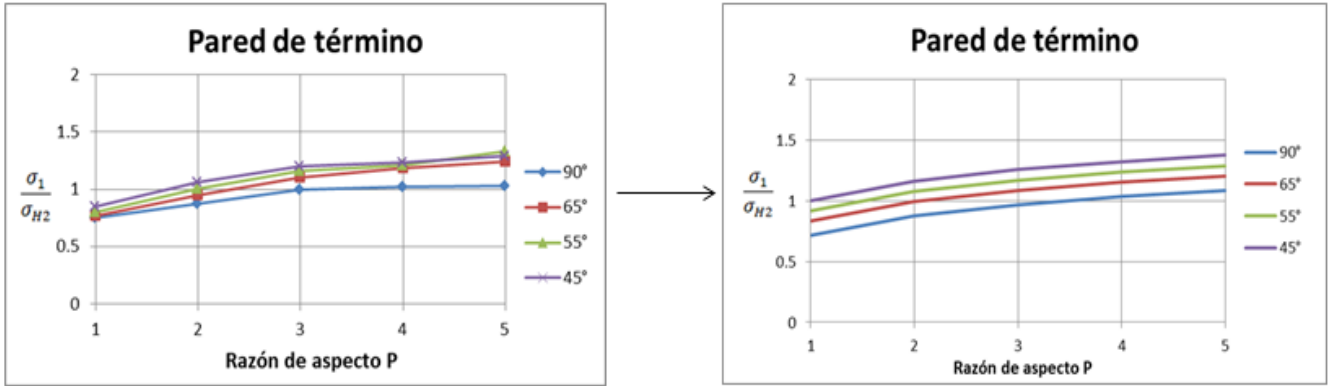


Figura 50: Ajuste de curvas propuesto en pared de término para $k=1.5$ y $R=2$.

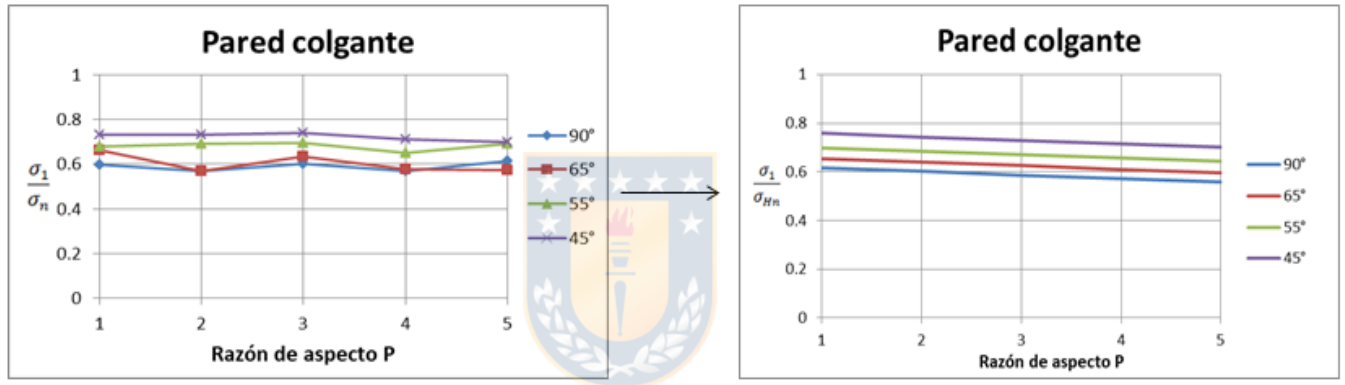


Figura 51: Ajuste de curvas propuesto en pared colgante para $k=1.5$ y $R=2$.

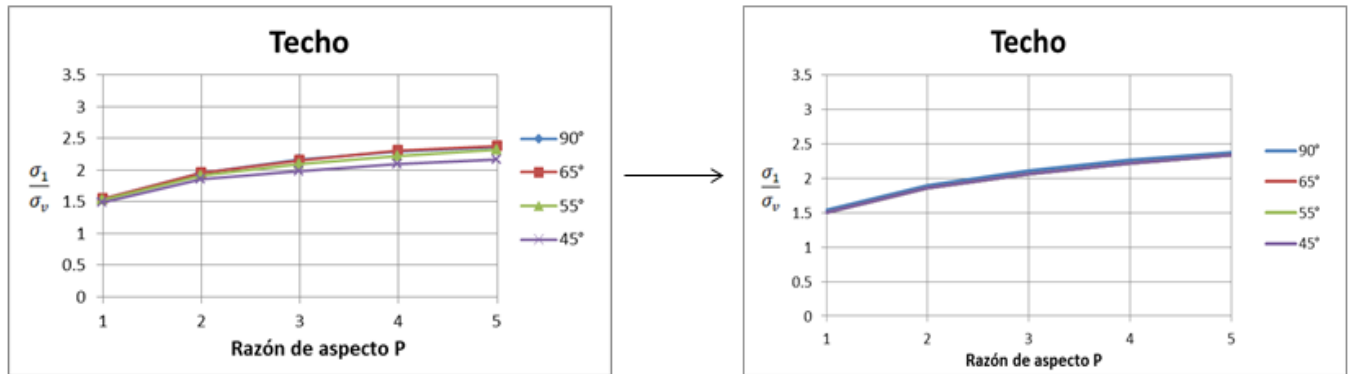


Figura 52: Ajuste de curvas propuesto en techo para $k=1.5$ y $R=4$.

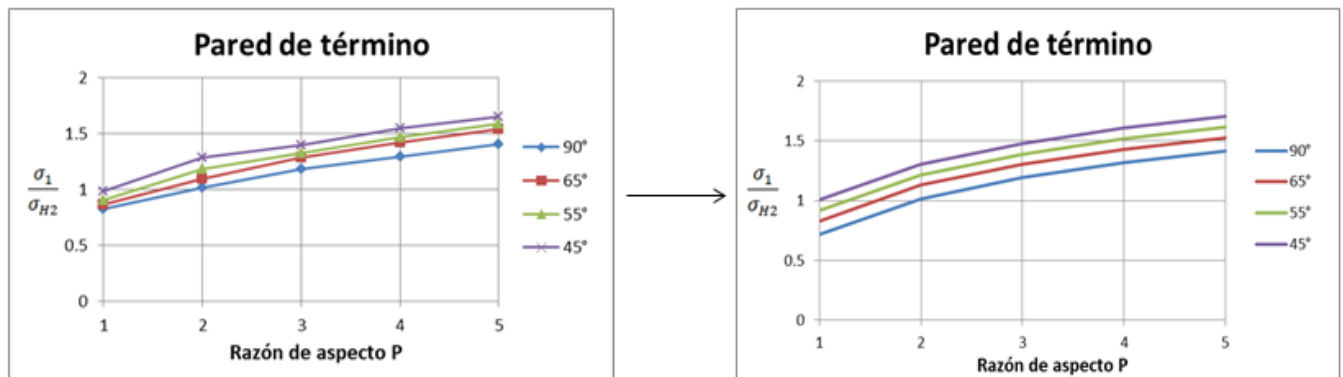


Figura 53: Ajuste de curvas propuesto en pared de término para $k=1.5$ y $R=4$.

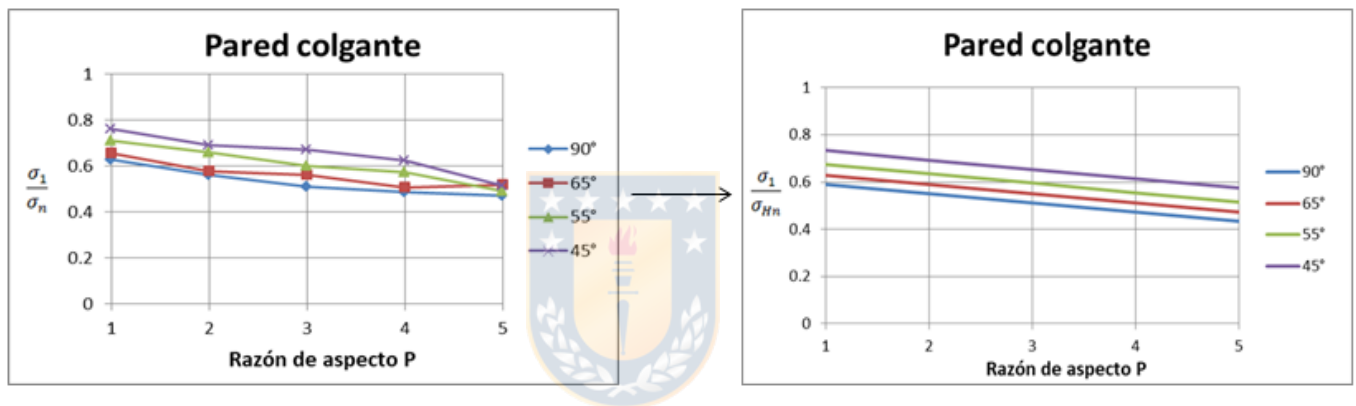


Figura 54: Ajuste de curvas propuesto en pared de término para $k=1.5$ y $R=4$.

Se puede apreciar en las figuras presentes, que para el caso del techo se continúa la misma tendencia, ya que los gráficos del modelamiento tampoco varían, para la pared de término la diferencia entre los dips comienza a disminuirse, mientras que para la pared colgante, las curvas se ajustan mejor y se comienza a notar la tendencia decreciente.

5.2.3 Ajuste de curvas obtenido para $k=2$

Los gráficos obtenidos del ajuste de curvas para k de 2 y R de 2 y 4, se presentan de las figuras 55 a 60.

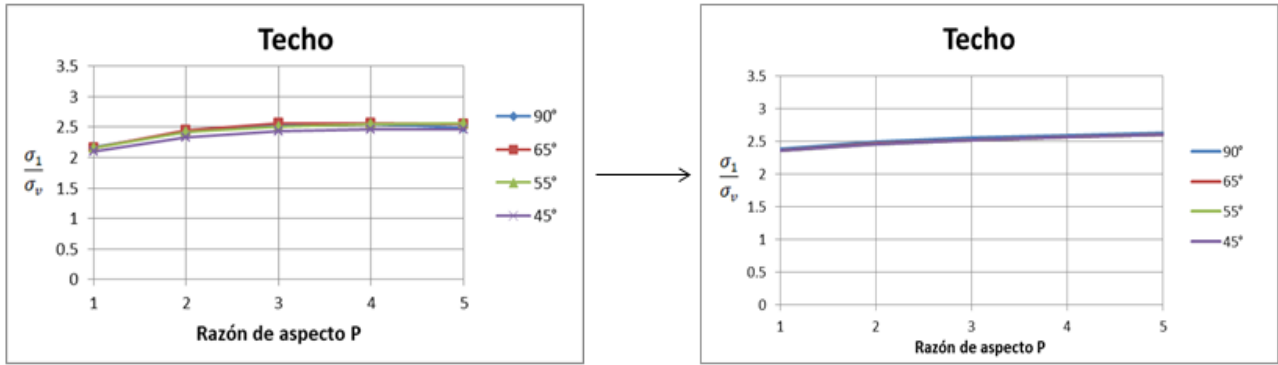


Figura 55: Ajuste de curvas propuesto en techo para $k=2$ y $R=2$.

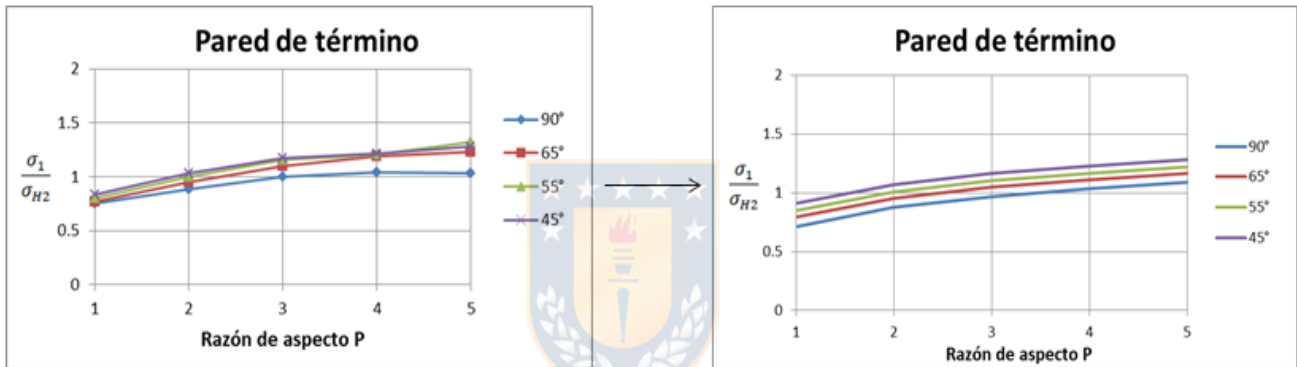


Figura 56: Ajuste de curvas propuesto en pared de término para $k=2$ y $R=2$.

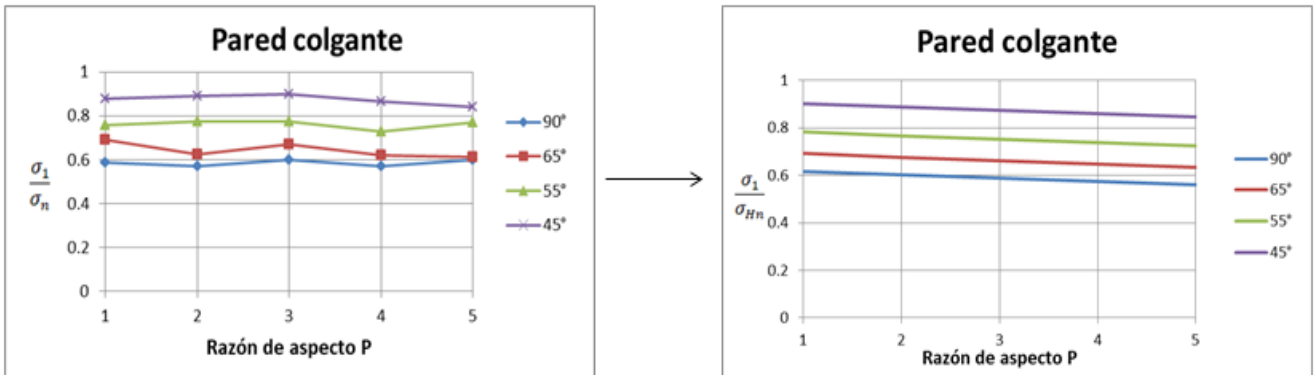


Figura 57: Ajuste de curvas propuesto en pared colgante para $k=2$ y $R=2$.

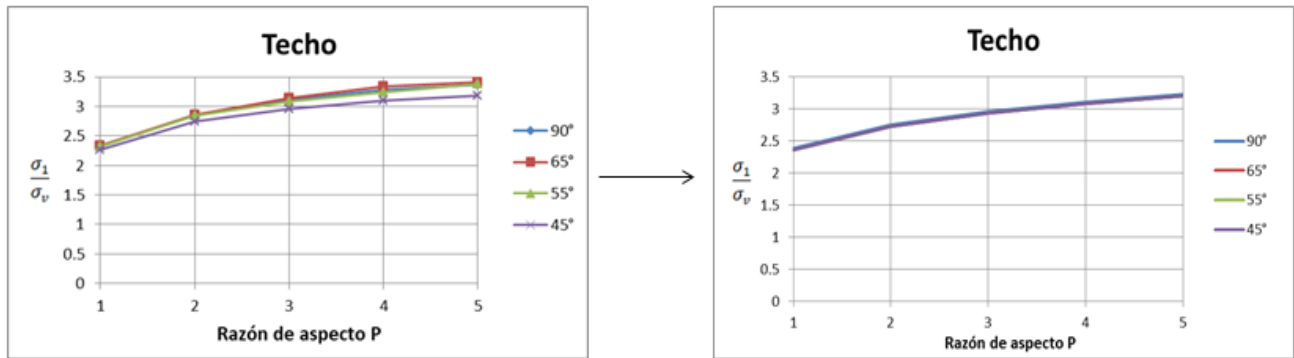


Figura 58: Ajuste de curvas propuesto en techo para $k=2$ y $R=4$.

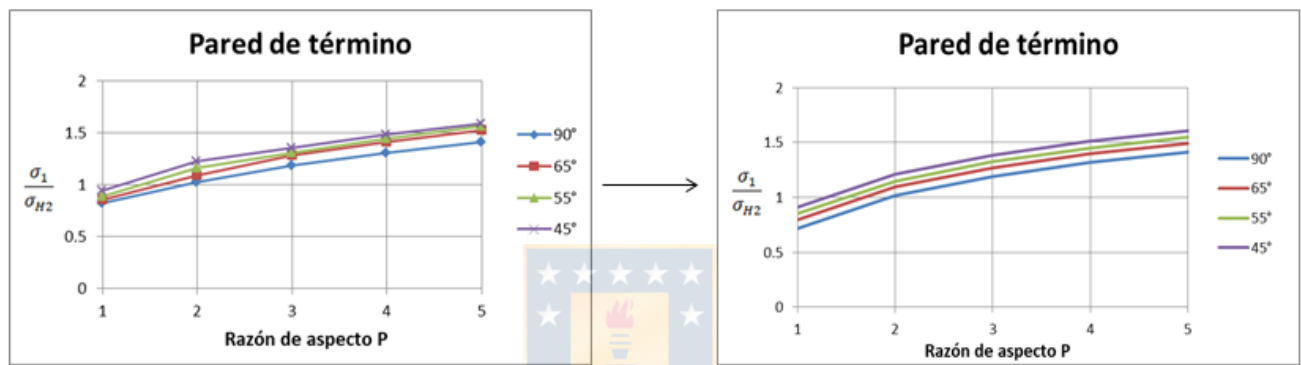


Figura 59: Ajuste de curvas propuesto en pared de término para $k=2$ y $R=4$.

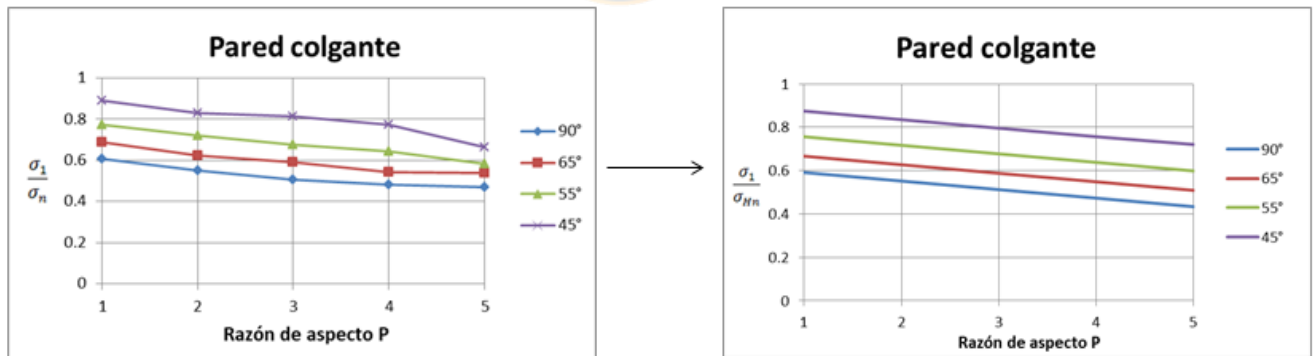


Figura 60: Ajuste de curvas propuesto en pared de término para $k=2$ y $R=4$.

Se puede apreciar que las curvas propuestas en el ajuste para k de 2, continúan con las tendencias del modelamiento. En particular para el caso del techo, en la Figura 58, el dip de 45°, se encuentra mucho más abajo en el modelamiento, en cambio mediante el ajuste los resultados se agruparon más cercanos, esto se condice con el residual obtenido para el techo, ya que fue el más alto. Para las paredes, se aprecia la disminución entre series en pared de término, mientras que en la pared colgante, la diferencia aumenta.

6. Conclusiones y recomendaciones

Los modelamientos numéricos son un proceso que requieren de tiempo y de cuidado con los parámetros que se utilizan para obtener simulaciones precisas, ya que estos deben estar ajustados y calibrados de forma que las simulaciones sean lo más representativas posibles. Para el proceso de ajuste, se demostró que los valores utilizados en RS3 pudieron ser replicados en el software de FEM utilizado, sin embargo tuvieron que ser redefinidos producto de la inclinación que se considera en el caso de estudio presentado.

Uno de los objetivos específicos de este trabajo era comparar los resultados de las simulaciones con el artículo base, este objetivo resultó engorroso, ya que una vez corridos los modelos se pudo apreciar que resultaron bastante distintos los resultados de esfuerzos inducidos, en comparación a los valores obtenidos en las curvas de Vallejos, debido a que entre otros motivos como el cambio de software, se utilizó un distinto estado de esfuerzos, lo que cambió notoriamente la tendencia y forma que tomaron las curvas en el caso de las paredes, quedando bastante desfasadas en cuanto a las curvas del artículo base.

Los resultados también fueron presentados diferenciándose para cada k y para cada razón de aspecto R , de manera que se pudo apreciar una tendencia más clara en sus superficies; en el caso del techo se aprecia que no hay un mayor efecto producto de la inclinación en todos los k , sin embargo se observa una pequeña disminución en los valores de los esfuerzos de dip 45° , debido a que en este dip los esfuerzos se encuentran distribuidos hacia las paredes. Para el caso de la pared de término se ve que los esfuerzos se encuentran mayormente concentrados para el valor de k de 1, y que disminuye esta concentración entre sus dips a medida que aumenta el valor de k , pero manteniéndose la diferencia entre ellos. En el caso de la pared colgante, no se aprecia una tendencia clara en el valor de k de 1, mientras que a medida que aumenta este valor, los esfuerzos aumentan a medida que aumenta la inclinación, cargándose hacia esta pared la concentración. En el valor de k de 1.5 los esfuerzos se encuentran distribuidos de una forma pareja en ambas paredes. La inclinación claramente afecta a los caserones, distribuyéndose los esfuerzos hacia sus paredes.

Las curvas del ajuste propuesta resultan ser un buen precedente para considerar diseños de caserones inclinados, ya que los esfuerzos inducidos tienen incidencia directa en las dimensiones, y considerando el caso de estudio presentado, en el caso de las paredes donde hubo aumento de esfuerzos, el factor A disminuiría, disminuyendo también el número de estabilidad de Mathews, y dependiendo de la zona de estabilidad donde cayera un caso específico en el gráfico, las dimensiones deberían ser reajustadas, tendiendo a disminuir con el fin de asegurar la estabilidad.

Se recomienda proponer nuevas curvas de ajuste y modelar nuevos casos de estudio, probando nuevas dimensiones, nuevos valores de esfuerzos verticales (distintas profundidades) para ver cuál sería el efecto del dip cambiando uno o ambos parámetros. Para poder comparar directamente con el caso de estudio base, se recomienda modelar bajo los mismos parámetros y condiciones de roca, es decir mantener el mismo estado de esfuerzos de forma que se pueda apreciar una tendencia clara y directa con las curvas del caso base.



7. Referencias

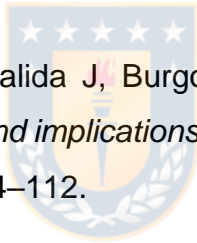
- [1] Vallejos, J. (2011). Estabilidad de caserones y pilares. Universidad de Chile.
- [2] Mathews, K E, E Hoek, D C Wyllie, y S B V Stewart. (1980). "Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1000 metres in hard rock". *Golder Associates report to CANMET. Department of Energy and Resources: Ottawa.*
- [3] Potvin, Y. (1988). *Empirical open stope design in Canada*. Ph.D. Thesis, Dept. Mining and Mineral Processing, University of British Columbia, 343 p.
- [4] Nickson, S.D. (1992). *Cable support guidelines for underground hard rock mines operations*. M.A.Sc. Thesis, Dept. Mining and Mineral Processing, University of British Columbia, 223 p.
- [5] Hadjigeorgiou, J., Leclaire, J., Potvin, Y., (1995). *An update of the stability graph method of open stope method design*. En: Proceedings of 97th Annual General Meeting, CIM, 1995, Halifax, Nova Scotia.
- [6] Stewart, S., Forsyth, W. (1995). *The Mathews Method for open stope design*. CIM Bull 88(992): 45-53.
- [7] Clark, Lyndon Michael. 1998. *"Minimizing dilution in open stope mining with a focus on stope design and narrow vein longhole blasting"*. University of British Columbia.
- [8] Mawdesley, C., Trueman, R., Whitlen, W.J. (2001). *Extending the Mathews stability graph for open stope-design*. Mining Technology 110(1): 27–39.
- [9] Vallejos, J., Delonca, A. & Perez, E. (2018) *Three-dimensional effect of stresses in open stope mine design*, International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 32:5, 355-374.
- [10] Carnicero, A. (2001). Introducción al método de los elementos finitos. 1-25.
- [11] Zablocki, A. (2009). "Minería subterránea a toda máquina". *Revista Minería Chilena*

- [12] Hamrin, H., Hustrulid, W., & Bullock, R. (2001). Underground mining methods and applications. En *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies* (págs. 3-14).
- [13] Deere, D.U. (1963). Technical description of rock cores for engineering purposes. *Felsmechanik und Ingenieurgeologie (Rock Mechanics and Engineering Geology)*, 1 (1), 16-22.
- [14] Deere, D, Hendron, A, Patton, F y Cording, E. (1967). *Design of surface and near surface construction in rock*. 8th U.S Symposium on Rock Mechanics, Minneapolis, Estados Unidos.
- [15] Priest, S y Hudson, J.(1976). *Discontinuity spacing in rock*. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 13, 135-148.
- [16] Palmström, A. (1982). *The volumetric joint count - a useful and simple measure of the degree of rock mass jointing*. IV Congress International Association of Engineering Geology, 2.
- [17] Palmström A. (2005). *Measurements of and correlations between block size and rock quality designation (RQD)*. Published in *Tunnels and Underground Space Technology*, Vol. 20, 2005, pp. 362-377.
- [18] Barton, N, Lien, R y Lunde, J. (1974). *Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support*. *Rock Mechanics* 6, 189-236.
- [19] Bieniawski, Z.T. (1973). *Engineering classification of jointed rock masses*. *Trans. S. Afr. Int. Civ. Engrs.* 15: 335-344.
- [20] Bieniawski, Z.T. (1976). Rock mass classification in rock engineering. In *Exploration for rock engineering*. En: *Proc. Of the Symp.* (ed. Z.T. Bieniawski) 1: 97-106. Cape Town: Balkema.
- [21] Bieniawski, Z.T. (1989). *Engineering rock mass classifications*, New York: Wiley.

- [22] Barton, N. (2002). *Some new Q-value correlations to assist in site characterization and tunnel design*. Int. J. Rock. Mech. & Min. Sci. 39: 185-216.
- [23] Fernández, J, Pérez, H y Mulone, D. (2017). Correlación entre el índice RMR de Bieniawski y el índice Q de Barton en formaciones sedimentarias de grano fino. Informes de la Construcción, Bilbao, España, 69.
- [24] Laubscher, D.H. (1977). *Geomechanics classification of jointed rock masses – mining applications*. Trans. Inst. Min. Metall. 86: A1-A88.
- [25] Hoek, E. (1994). Strength of rock and rock masses. ISRM News J 2: 4-16.
- [26] Hoek, E., Marinos, P. and Benissi, M. (1998). *Applicability of the Geological Strength Index (GSI) classification for very weak and sheared rock masses. The case of the Athens Schist Formation*. Bull. Eng. Geol. Env. 57 (2), 151–160.
- [27] Hoek, E, Kaiser, P K & Bawden, W F. (1995). *SUPPORT OF UNDERGROUND EXCAVATIONS IN HARD ROCK*, 215 p, Balkema: Rotterdam.
- [28] Hoek, E. (2013). *Quantification of the Geological Strength Index chart*. 47th U.S Rock Mechanics Geomechanics Symposium, San Francisco, CA, Estados Unidos.
- [29] Griffith, A. (1921). *The Phenomena of rupture and flow in solids*. Philosophical Transactions of the Royal Society of London. Serie A, Containing Papers of a Mathematical or Physical Character, Vol. 221, 163-198.
- [30] Norly B, Ucar R, Bongiorno F, Esmeralda de Barcia. 2010. OBTENCIÓN DE LOS ESFUERZOS A PARTIR DEL ENSAYO DE CORTE APLICANDO EL MÉTODO DE ROTACIÓN DE EJES. Modelos Computacionales en Ingeniería. Desarrollos Novedosos y Aplicaciones. Merida, Venezuela.
- [31] Gómez, R. (2017). Diseño y Fortificación Cap. 2.4. Apuntes de asignatura Geomecánica. Universidad de Concepción, Concepción, Chile.
- [32] Barton, N y Choubey, V. (1977). *The shear strength of rock joints in theory and practice*. Rock Mechanics and Rock Engineering, 10, 1-54.

- [33] Barton, N y Bandis, S. (1982). Effects of block size on the shear behaviour of jointed rock. 23rd U.S Symposium on Rock Mechanics and Rock Engineering, Berkeley, California, Estados Unidos.
- [34] Bieniawski, ZT. (1974). *Estimating the strength of rock materials*. S. Afr. Inst. Min.Met., 74, 312- 320.
- [35] Yudhbir, RK, Lemanza, W and Printzl, F. (1983). *An empirical failure strength criterion for rock masses*. Proc. ISRM Congress, Melbourne, 1, B1-B8.
- [36] Hoek, E. and Brown, E.T. (1980). *Empirical strength criterion for rock masses*. *J. Geotech. Engng Div.*, ASCE 106 (GT9), 1013–1035.
- [37] Hoek, E., Carranza-Torres, C., and Corkum, B. (2004). El Criterio de Rotura de Hoek-Brown. Edición 2002. In Carlos López Jimeno (Ed.), IngeoTÚNELES, Capítulo 1, Libro 7, 2003, pp. 35- 47. Madrid: Escuela Técnica Superior de Ingenieros en Minas.
- [38] Hoek, E. and Brown, E.T. (1997). *Practical estimates of rock mass strength*. *Intl. J. Rock Mech. & Mining Sci. & Geomechanics Abstracts*. 34 (8), 1165–1186.
- [39] Brady B, Brown E. (2004). *Rock mechanics for underground mining*.
- [40] Suorineni, F. T. (2010). *The stability graph after three decades in use: Experiences and the way forward*. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment* 24(4): 307-339.
- [41] Suorineni, F. T. (2012). *A Critical Review of the Stability Graph Method for Open Stope Design*. MIRARCO/Geomechanics Research Centre (GRC), Laurentian University, Sudbury, Ontario, Canada.
- [42] Hudson JA, Harrison JP. (1997). 13 - *Rock dynamics and time-dependent aspects*. In: Hudson JA, Harrison JP, editors. *Engineering rock mechanics*. Oxford: Pergamon; p. 207–221.

- [43] Diederichs, M S, y P K Kaiser. (1999). “*Tensile strength and abutment relaxation as failure control mechanisms in underground excavations*”. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences* 36(1): 69–96.
- [44] Stewart PC, Trueman R. (2004). *Quantifying the effect of stress relaxation on excavation stability*. *Min Technol.* 113 (2):107–117.
- [45] Amoussou Coffi Adoko, Javier Vallejos & Robert Trueman. (2020). “*Stability assessment of underground mine stopes subjected to stress relaxation*”. *Mining Technology*, 129:1, 30-39.
- [46] Vallejos, J A, O Miranda, C Gary, y A Delonca. (2015). *Development of an integrated platform for stability analysis and design in sublevel stoping mines—MineRoc®*. En *Proceedings of the International Seminar on Design Methods in Underground Mining*, 477–88.
- [47] Vallejos JA, Delonca A, Fuenzalida J, Burgos L. (2016). *Statistical analysis of the stability number adjustment factors and implications for underground mine design*. *Int J Rock Mech Min Sci.* 87(Supplement C):104–112.



Anexos

Anexo I: Valores de parámetros utilizados en Q de Barton

Tabla I-1: Rango de valores de parámetro Jn.

N° de set de discontinuidades (Jn)	Valor	Notas
A. Masivo o con pocas juntas	0,5-1,0	1) En intersecciones de túneles se utiliza la expresión: $3 \times Jn$. 2) En las bocaminas de los túneles se utiliza la expresión: $2.0 \times Jn$.
B. Una familia de juntas	2	
C. Una familia de juntas + una aislada	3	
D. Dos familias de juntas	4	
E. Dos familias de juntas + una aislada	6	
F. Tres familias de juntas	9	
G. Tres familias y algunas juntas aleatorias	12	
H. Cuatro familias, juntas aleatorias, roca muy fracturada, roca en terrones, etc.	15	
I. Roca triturada, terrosa	20	

Tabla I-2: Rango de valores de parámetro Jr.

Rugosidad de las discontinuidades (Jr)	Valor	Notas
a) Contacto con las paredes b) Contacto con las paredes antes de un corte de 10 cm		1) Las descripciones se refieren a caracterizaciones a pequeña escala y a escala intermedia, por este orden.
A. Diaclasas discontinuas	4	
B. Diaclasas onduladas, rugosas o irregulares	3	
C. Diaclasas onduladas, lisas.	2	
D. Diaclasas onduladas, perfectamente lisas.	1,5	
E. Diaclasas planas, rugosas o irregulares.	1,5	
F. Diaclasas planas, lisas.	1	
G. Diaclasas planas, perfectamente lisas.	0,5	2) Si el espaciado de la principal familia de discontinuidades es superior a 3 m, se debe aumentar el índice Jr, en una unidad. 3) En el caso de diaclasas planas perfectamente lisas que presenten lineaciones, y que dichas lineaciones estén orientadas según la dirección de mínima resistencia, se puede utilizar el valor $Jr = 0,5$.
c) No existe contacto entre las caras de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante		
H. Zonas que contienen minerales arcillosos, de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes	1	
I. Zona arenosa, gravosa o de roca triturada, de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes	1	

Tabla I-3: Rango de valores de parámetro Jn.

Alteracion de las juntas (Ja)	Φ_r [°]	Valor Ja	Notas
a) Contacto con las paredes de roca			1. Los valores de Φ_r , ángulo de fricción residual, dan una guía aproximada de las propiedades mineralógicas de los productos de alteración, si éstos están presentes.
A. Relleno soldado, duro, inablandable, impermeable		0,75	
B. Paredes de juntas inalteradas, sólo con manchas de oxidación	25-30	1	
C. Paredes ligeramente alteradas, con recubrimiento de minerales inablandables, partículas arenosas, roca desintegrada no arcillosa.	25-30	2	
D. Recubrimientos limosos o arenoso-arcillosos, con una pequeña fracción de arcilla (inablandable).	20-25	3	
E. Recubrimientos ablandables o con arcilla de baja fricción o sea caolinita o mica. También clorita, talco, yeso, grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas (recubrimiento discontinuo de 1-2 mm de espesor menos).	8-16	4	
b) Contacto con las paredes antes de un corte de 10 cm.			
F. Partículas arenosas, roca desintegrada, sin arcilla, etc.	25-30	4	

G. Rellenos de minerales arcillosos muy sobre consolidados e inablandables (continuos <5 mm de espesor).	16-24	6	
H. Rellenos de minerales arcillosos de sobreconsolidación media a baja (continuos <5 mm de espesor).	12-16	8	
I. Rellenos de arcilla expansiva, o sea montmorillonita (continuos < 5 mm de espesor). El valor de J_a depende del porcentaje de partículas expansivas del tamaño de arcilla y del acceso al agua.	6-12	8-12	
c) Sin contacto de las paredes después del corte			2. Los valores expresados para los parámetros J_r y J_a se aplican a las familias de diaclasas que son menos favorables con relación a la estabilidad, tanto por la orientación de las mismas como por su resistencia al corte (esta resistencia puede evaluarse mediante la expresión: $\sim \sigma_n^* \text{tg}^{-1}(J_r/J_a)$).
K-L-M. Zonas o capas de roca desintegrada o triturada y arcilla (ver G, H e I para las condiciones de la arcilla).	6-24	6, 8 o 8-12	
M. Zonas o capas de arcilla limosa o arenosa, pequeña fracción de arcilla (inablandable).		5	
N-O-P. Zonas o capas gruesas y continuas de arcilla (ver G, H e I para las condiciones de la arcilla).	6-24	10, 13 o 13-24	

Tabla I-4: Rango de valores de parámetro J_n .

Factor de reducción por la presencia de agua	Presión de agua [kg/cm ²]	Valor J_w	Notas
A. Excavación seca o flujos bajos (<5 L/min localmente)	< 1	10	1) Los factores C hasta F son estimaciones

B. Flujo o presión medios, con lavado ocasional de los rellenos	1 - 2,5	0,66	<p>imprecisas. Aumentar J_w, si se instala drenaje.</p> <p>2) Los problemas especiales causados por la presencia de hielo no se toman en consideración.</p>
C. Gran flujo o presión alta en roca competente con juntas sin relleno	2,5 - 1	0,5	
D. Gran flujo o presión alta, lavado considerable de los rellenos	2,5 - 1	0,33	
E. Flujo o presión excepcionalmente altos con las voladuras, disminuyendo con el tiempo	> 10	0,2 - 0,1	
F. Flujo o presión excepcionalmente altos en todo momento	> 10	0,1 - 0,05	



Tabla I-5: Rango de valores de parámetro Jn.

Factor de reducción de esfuerzos	Valor SRF	Notas		
a) Zonas de debilidad que intersectan la excavación y pueden ser las causa de que el macizo se desestabilice cuando se construya el túnel.		1) Reducir estos valores del SRF en un 25-50%, si las zonas de corte relevantes influyen pero no intersectan la excavación.		
A. Múltiples zonas de debilidad con contenido de arcilla o roca químicamente desintegrada; roca circundante muy suelta (cualquier profundidad).	10			
B. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación <50 m.).	5			
C. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación >50 m).	2,5			
D. Múltiples zonas de corte en roca competente (sin arcilla), roca circundante suelta (cualquier profundidad).	7,5			
E. Zonas de corte aisladas en roca competente (sin arcilla) (profundidad de excavación <50 m).	5			
F. Zonas de corte aisladas en roca competente (sin arcilla) (profundidad de excavación >50 m).	2,5			
G. Juntas abiertas sueltas, fisuración intensa (cualquier profundidad).	5			
b) Roca competente, problemas de esfuerzos.	σ_c / σ_t	σ_t / σ_1	SRF	2) Para un campo de tensiones muy anisotrópico (si es medido): cuando $5 \leq \sigma_1 / \sigma_3 \leq 10$, reducir σ_c a $0,8\sigma_c$ y σ_t a $0,8\sigma_t$ donde: σ_c : resistencia a la compresión sin confinar. σ_t : resistencia a la tracción (carga puntual). σ_1 y σ_3 : esfuerzos principales mayor y menor.
A. Esfuerzo bajo, cerca de la superficie.	> 200	> 13	2,5	
B. Esfuerzo medio.	200 - 10	13 - 0,66	1	
C. Esfuerzo elevado, estructura muy cerrada, generalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de las paredes.	10-5	0,66 - 0,33	0,5 - 2	
D. Estallido de roca moderado (roca masiva).	5 - 2,5	0,33 - 0,16	5-10	
E. Estallido de roca intenso (roca masiva).	< 2,5	< 0,16	10-20	
c) Roca compresiva, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de presiones altas de roca.	SRF	3) Hay pocos registros de casos donde la profundidad del techo debajo de la superficie sea menor que el ancho. Se sugiere que se incremente el SRF de 2,5 a 5,0 para esos casos.		
A. Presión moderada de roca extrusiva.	5-10			
B. Presión alta de roca extrusiva.	10-20			
d) Roca expansiva, acción química expansiva, dependiendo de la presencia de agua.				
A. Presión moderada de roca expansiva.	5-10			
B. Presión alta de roca expansiva.	10-5			

Tabla I-6: Rango de valores para ESR.

Categoría excavación	Valor ESR
Excavaciones mineras (temporales).	3 - 5
Pozos verticales circulares.	2 - 5
Pozos verticales rectangulares.	2
Túneles mineros permanentes.	1,6
Túneles hidráulicos sin presión.	
Túneles exploratorios.	
Cavidades de almacenamiento.	1,3
Túneles de carretera y ferrocarril de sección pequeña.	
Centrales hidroeléctricas subterráneas.	1
Túneles de carretera y ferrocarril de sección grande.	
Portales e intersecciones de túneles.	
Centrales nucleares subterráneas.	0,8
Estaciones de metros.	

**Anexo II:** Valores de parámetros utilizados en RMR.**Tabla II- 1:** Rango de valores de parámetro J1.

UCS [Mpa]	> 250	100 - 250	50 - 100	25 - 50	5 -25	1 – 5	< 1
Valor J1	15	12	7	4	2	1	0

Tabla II- 2: Rango de valores de parámetro J2.

RQD [%]	90-100	75-90	50-75	25-50	< 25
Valor J2	20	17	13	8	3

Tabla II- 3: Rango de valores de parámetro J2.

Espaciamiento [cm]	> 200	200-60	60-20	20-6	< 6
Valor J3	20	15	10	8	5

Tabla II- 4: Rango de valores de parámetro J4

Estado	-superficie muy rugosa -sin separación -pared de roca inactiva -fracturas discontinuas	-superficie rugosa -separación < 1 mm -pared levemente meteorizada	-superficie rugosa -separación < 1 mm -pared muy meteorizada	-superficie lisa -separación 1-5 mm -relleno duro -fracturas continuas	-superficie lisa separación > 5 mm -relleno débil -fracturas continuas
Valor J4	30	25	20	10	0

Tabla II- 5: Rango de valores de parámetro J5.

Condición del agua	Flujo de agua por cada 10 metros de túnel [l/min]	0	< 10	10-25	25-125	>125
	Presión de agua en fracturas/ Esfuerzo principal σ	0	< 0,1	0,1 - 0,2	0,2 - 0,5	> 0,5
	Condición General	Totalmente Seco	Húmedo	Mojado	Goteando	Corriendo
valor J5		15	10	7	4	0

Tabla II- 6: Orientación de discontinuidades en RMR.

Rumbo paralelo al eje del túnel		Rumbo perpendicular al eje del túnel	
Avance hacia el manto		manto 45 - 90°	manto 20-45°
manto 45 - 90°	manto 20-45°		
muy favorable	favorable	muy desfavorable	regular
Avance contra el manto		manto 0 - 20° - independiente del rumbo	
manto 45 - 90°	manto 20-45°		
regular	desfavorable	regular	

Tabla II- 7: Rango de valores de parámetro J6.

Orientación con respecto a excavación		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
J6	túneles y minas	0	-2	-5	-10	-12
	cimientos	0	-2	-7	-15	-25
	pendientes	0	-5	-25	-50	-60

Anexo IV: Tipo de soporte recomendado en RMR**Tabla III- 1:** Sistema de soporte recomendado mediante valor de RMR.

Valor RMR	Excavación	Tipo de perno	Shotcrete	Arcos
0-20	<p>Avance por partes (múltiples fases), avances de 0,5 a 1,5 m en cabeza.</p> <p>Instalar soporte al mismo tiempo con la excavación.</p> <p>Shotcrete lanzado tan pronto como sea posible después de la voladura</p>	<p>Anclado sistemático en la corona y lados de 5,0 a 6,0 m de largo y espaciado de 1,0 a 1,5 m con malla.</p> <p>Contra corona anclada</p>	<p>15 a 20 cm en corona, 15 en los lados y 5,0 cm en frente o tope, inmediata después de cada avance</p>	<p>Medianos a pesados con espaciamiento de 0,75 m botadores y forro</p>
21-40	<p>Avance y desborde (cabeza y banqueo) 1,0 a 1,5 m en cabeza. Instalar soporte al mismo tiempo con la excavación a 10 m del tope</p>	<p>Anclado sistemático en la corona y lados de 4,0 a 5,0 m de largo y espaciado de 1,0 a 1,5 m con malla</p>	<p>10 a 15 cm en corona y 10 cm en los lados</p>	<p>Ligeros a medianos con espaciamiento de 1,5 m donde se requieran</p>
41-60	<p>Avance y desborde (cabeza y banqueo) de 1,5 a 3,0 m en cabeza. Comenzar soporte por disparo. Sostenimiento completo a 10 m del tope</p>	<p>Anclado sistemático en la corona y lados de 3,0 a 4,0 m de largo y espaciado de 1,5 a 2,0 m con malla en techo</p>	<p>5,0 a 10 cm en la corona y 3,0 cm en los lados</p>	<p>Innecesario</p>

61-80	Avance a sección completa de 1,0-1,5 m Soporte a 20 m del tope	Anclado local en la corona de 2,0 a 3,0 m de largo y espaciado de 2,0 a 2,5 m con malla ocasional	5,0 cm en la corona para impermeabilización	Innecesario
81-100	Avance a sección completa de 3 m.	Innecesario a excepción de bloques sueltos	Innecesario	Innecesario



Anexo III: Calibración de modelo para valores de K de 1 y 2

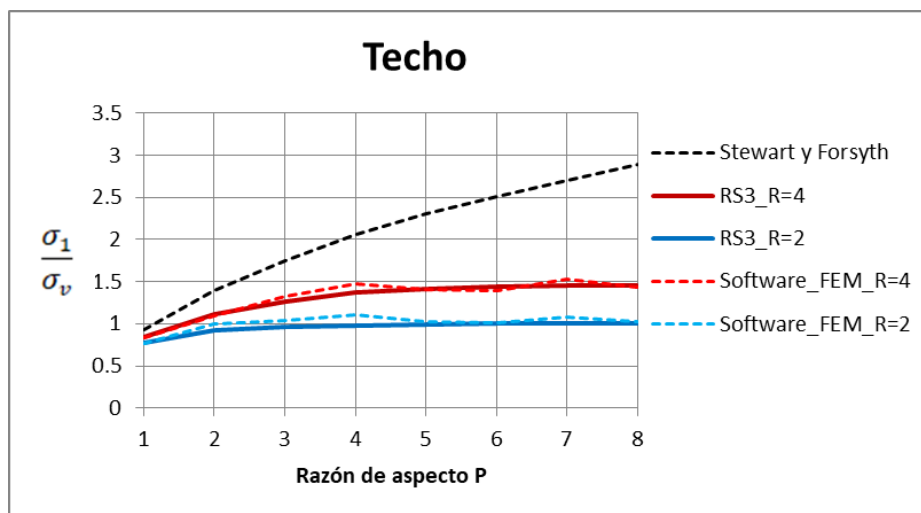


Figura I- 1: Comparación de valores entre software FEM y RS3 para $k=1$.

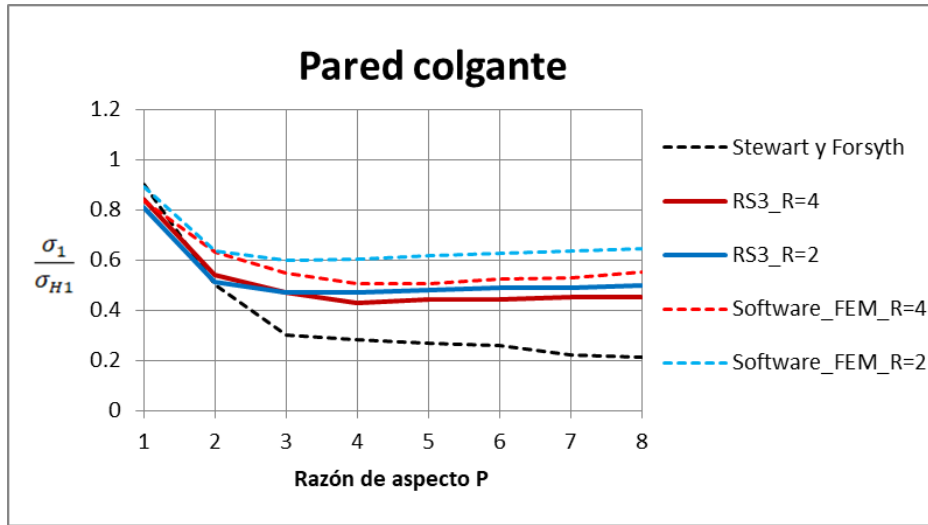


Figura I- 2: Comparación de valores entre software FEM y RS3 para $k=1$.

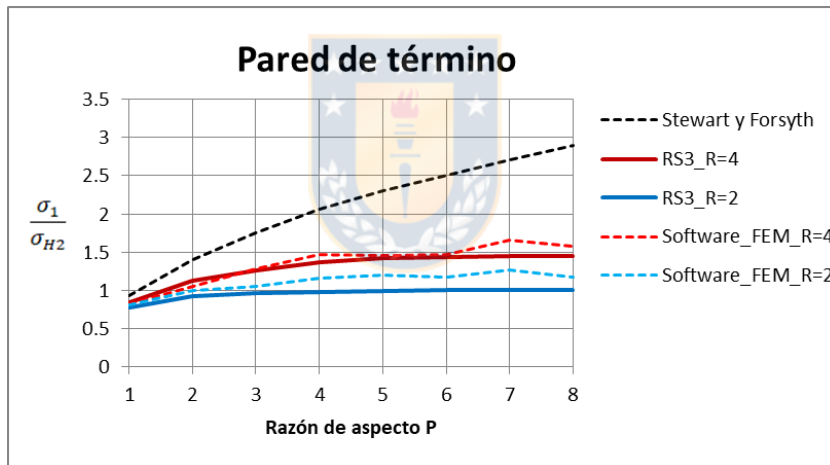


Figura I- 3: Comparación de valores entre software FEM y RS3 para $k=1$.

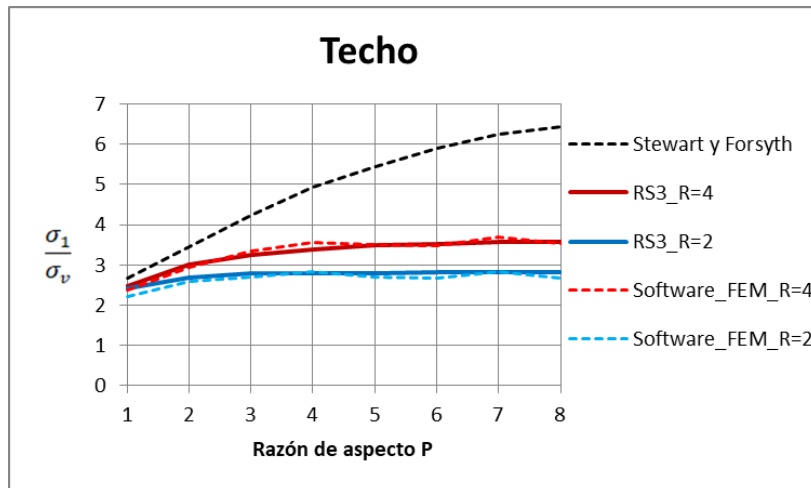


Figura I- 4: Comparación de valores entre software FEM y RS3 para $k=2$.

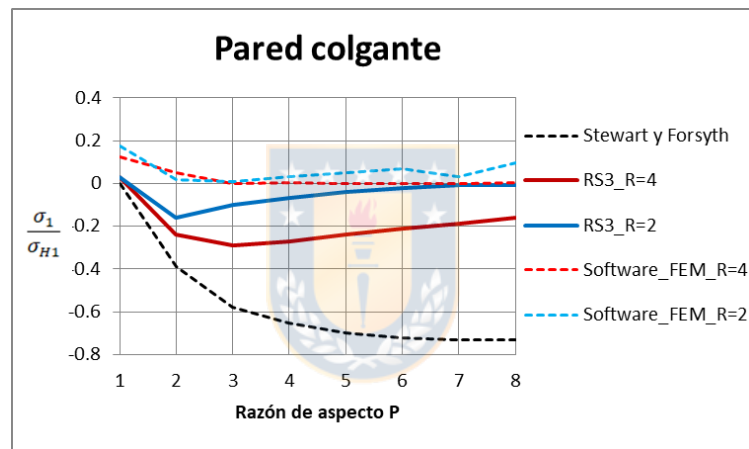


Figura I- 5: Comparación de valores entre software FEM y RS3 para $k=2$.

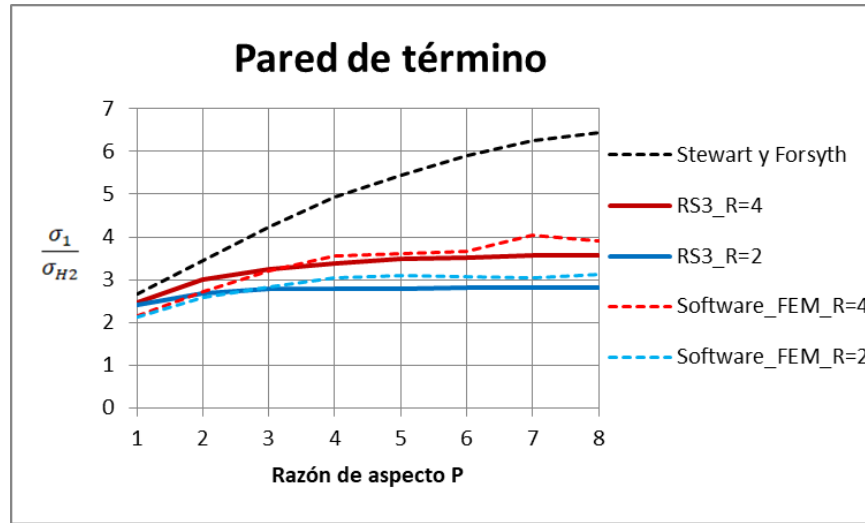


Figura I- 6: Comparación de valores entre software FEM y RS3 para k=2.

Anexo IV: Valores de esfuerzos inducidos obtenidos de modelamiento sin normalizar

Tabla IV- 1: Valores de esfuerzos inducidos para techo [MPa].

Razón R	Razón P	k=1				k=1.5				k=2			
		45°	55°	65°	90°	45°	55°	65°	90°	45°	55°	65°	90°
2	1	18.30	19.20	19.27	19.29	37.49	38.65	38.76	38.89	56.80	58.27	58.35	58.50
2	2	21.64	22.67	23.69	23.58	42.30	44.03	44.80	44.51	62.99	65.15	66.02	65.48
2	3	23.03	24.11	25.60	24.43	44.42	46.04	47.60	47.14	65.84	67.79	69.29	68.73
2	4	23.00	24.74	26.13	26.16	44.73	47.22	47.25	47.54	66.36	69.01	69.22	68.85
2	5	21.77	24.44	25.45	24.82	43.99	47.31	47.17	45.95	66.33	69.19	68.78	67.34
4	1	19.52	20.44	20.73	20.51	40.39	41.57	41.82	41.60	61.26	62.78	62.97	62.67
4	2	25.74	27.18	28.23	28.54	49.97	51.79	52.81	52.92	74.15	76.79	77.18	77.27
4	3	27.88	29.66	31.13	32.39	53.64	56.60	58.11	58.32	79.79	83.28	84.91	84.13
4	4	29.93	32.17	34.33	35.18	56.60	60.01	62.40	61.91	83.58	87.54	90.33	88.58
4	5	31.24	34.22	35.6	36.56	58.49	62.54	64.14	63.68	85.87	91.39	92.12	90.96

Tabla IV- 2: Valores de esfuerzos inducidos para pared colgante [MPa].

Razón R	Razón P	k=1				k=1.5				k=2			
		45°	55°	65°	90°	45°	55°	65°	90°	45°	55°	65°	90°
2	1	14.00	14.79	18.24	19.28	24.73	24.49	25.24	24.23	35.57	34.21	34.02	31.79
2	2	15.34	17.35	12.72	15.51	24.72	24.91	21.69	23.07	35.99	34.83	30.71	30.76
2	3	16.69	17.75	17.32	15.47	24.98	25.08	24.20	24.35	36.42	34.98	33.04	32.46
2	4	16.02	15.01	13.09	15.63	24.03	23.48	22.03	23.11	35.07	32.86	30.47	30.92
2	5	14.26	16.38	12.86	16.84	23.57	24.86	21.78	24.80	34.08	34.69	30.03	32.49
4	1	15.21	16.12	15.99	20.48	25.73	25.53	24.87	25.40	36.03	34.76	33.78	32.75
4	2	13.07	15.22	13.26	15.60	23.32	23.72	21.92	22.67	33.56	32.51	30.57	29.62
4	3	13.02	12.99	14.45	14.52	22.60	21.64	21.36	20.64	32.95	30.49	29.04	27.37
4	4	12.88	12.20	11.46	13.47	21.06	20.71	19.20	19.76	31.31	28.95	26.68	25.89
4	5	7.88	9.57	14.73	13.60	17.30	17.73	19.67	19.08	26.92	26.30	26.46	25.36

Tabla IV- 3: Valores de esfuerzos inducidos para pared de término [MPa].

Razón R	Razón P	k=1				k=1.5				k=2			
		45°	55°	65°	90°	45°	55°	65°	90°	45°	55°	65°	90°
2	1	27.89	24.59	22.54	20.17	34.34	32.57	31.18	30.29	45.06	43.33	41.49	40.66
2	2	33.98	29.51	26.60	23.46	42.96	40.82	38.47	35.48	55.98	53.97	51.29	47.58
2	3	38.09	33.73	30.56	26.15	48.57	47.09	44.52	40.30	63.24	62.32	59.35	54.10
2	4	38.09	34.43	32.64	27.79	49.91	49.01	48.13	41.20	65.46	65.07	64.25	56.21
2	5	40.48	37.29	34.43	27.56	52.37	54.01	50.16	41.78	69.23	71.25	66.35	55.82
4	1	33.34	28.71	25.66	22.15	39.75	36.72	34.97	33.27	50.94	48.06	46.35	44.48
4	2	42.38	35.31	31.05	27.13	52.04	47.75	44.28	41.19	66.35	62.72	58.84	55.52
4	3	45.07	38.86	35.35	31.94	56.54	53.79	52.02	48.03	73.06	70.78	69.10	64.02
4	4	49.69	43.24	39.45	34.69	62.68	59.32	57.45	52.48	80.22	77.96	76.04	70.38
4	5	52.96	46.83	42.92	37.58	66.94	64.36	62.42	56.85	85.83	84.57	82.47	76.08

Anexo V: Valores de errores obtenidos de ajuste de curvas propuesto.

Tabla V- 1: Valores de errores obtenidos para pared de término en ajuste de curvas.

k	Razón P	Razón R	Dip [°]	$\frac{\sigma_1}{\sigma_{H2}}$	$\frac{\sigma_1^*}{\sigma_{H2}}$	Error	Error cuadrático
1	1	2	45	1.03296	1.10235	0.06938	0.00481
1	2	2	45	1.25852	1.26234	0.00383	0.00001
1	3	2	45	1.41074	1.35594	-0.05480	0.00300
1	4	2	45	1.41074	1.42234	0.01160	0.00013
1	5	2	45	1.49926	1.47385	-0.02541	0.00065
1	1	2	55	0.91074	0.98267	0.07193	0.00517
1	2	2	55	1.09296	1.14267	0.04971	0.00247
1	3	2	55	1.24926	1.23627	-0.01299	0.00017
1	4	2	55	1.27519	1.30267	0.02749	0.00076
1	5	2	55	1.38111	1.35418	-0.02693	0.00073
1	1	2	65	0.83481	0.87139	0.03657	0.00134
1	2	2	65	0.98519	1.03139	0.04620	0.00213
1	3	2	65	1.13185	1.12498	-0.00687	0.00005
1	4	2	65	1.20889	1.19139	-0.01750	0.00031
1	5	2	65	1.27519	1.24289	-0.03229	0.00104
1	1	2	90	0.74704	0.71688	-0.03016	0.00091
1	2	2	90	0.86889	0.87688	0.00799	0.00006
1	3	2	90	0.96852	0.97047	0.00195	0.00000
1	4	2	90	1.02926	1.03688	0.00762	0.00006
1	5	2	90	1.02074	1.08838	0.06764	0.00458
1.5	1	2	45	0.84790	1.00598	0.15808	0.02499
1.5	2	2	45	1.06074	1.16598	0.10524	0.01107
1.5	3	2	45	1.19926	1.25957	0.06031	0.00364
1.5	4	2	45	1.23235	1.32598	0.09363	0.00877
1.5	5	2	45	1.29309	1.37748	0.08440	0.00712
1.5	1	2	55	0.80420	0.91623	0.11203	0.01255
1.5	2	2	55	1.00790	1.07622	0.06832	0.00467
1.5	3	2	55	1.16272	1.16982	0.00710	0.00005
1.5	4	2	55	1.21012	1.23622	0.02610	0.00068
1.5	5	2	55	1.33358	1.28773	-0.04585	0.00210
1.5	1	2	65	0.76988	0.83276	0.06288	0.00395
1.5	2	2	65	0.94988	0.99276	0.04288	0.00184
1.5	3	2	65	1.09926	1.08635	-0.01291	0.00017

1.5	4	2	65	1.18840	1.15276	-0.03564	0.00127
1.5	5	2	65	1.23852	1.20427	-0.03425	0.00117
1.5	1	2	90	0.74790	0.71688	-0.03102	0.00096
1.5	2	2	90	0.87605	0.87688	0.00083	0.00000
1.5	3	2	90	0.99506	0.97047	-0.02459	0.00060
1.5	4	2	90	1.01728	1.03688	0.01959	0.00038
1.5	5	2	90	1.03160	1.08838	0.05678	0.00322
2	1	2	45	0.83444	0.90961	0.07517	0.00565
2	2	2	45	1.03667	1.06961	0.03294	0.00109
2	3	2	45	1.17111	1.16320	-0.00791	0.00006
2	4	2	45	1.21222	1.22961	0.01739	0.00030
2	5	2	45	1.28204	1.28112	-0.00092	0.00000
2	1	2	55	0.80241	0.84978	0.04737	0.00224
2	2	2	55	0.99944	1.00978	0.01033	0.00011
2	3	2	55	1.15407	1.10337	-0.05071	0.00257
2	4	2	55	1.20500	1.16977	-0.03523	0.00124
2	5	2	55	1.31944	1.22128	-0.09816	0.00964
2	1	2	65	0.76833	0.79413	0.02580	0.00067
2	2	2	65	0.94981	0.95413	0.00432	0.00002
2	3	2	65	1.09907	1.04773	-0.05135	0.00264
2	4	2	65	1.18981	1.11413	-0.07568	0.00573
2	5	2	65	1.22870	1.16564	-0.06306	0.00398
2	1	2	90	0.75296	0.71688	-0.03609	0.00130
2	2	2	90	0.88111	0.87688	-0.00423	0.00002
2	3	2	90	1.00185	0.97047	-0.03138	0.00098
2	4	2	90	1.04093	1.03688	-0.00405	0.00002
2	5	2	90	1.03370	1.08838	0.05468	0.00299
1	1	4	45	1.23481	1.10235	-0.13247	0.01755
1	2	4	45	1.56963	1.40291	-0.16672	0.02780
1	3	4	45	1.66926	1.57873	-0.09053	0.00820
1	4	4	45	1.84037	1.70347	-0.13690	0.01874
1	5	4	45	1.96148	1.80023	-0.16125	0.02600
1	1	4	55	1.06333	0.98267	-0.08066	0.00651
1	2	4	55	1.30778	1.28324	-0.02454	0.00060
1	3	4	55	1.43926	1.45906	0.01980	0.00039
1	4	4	55	1.60148	1.58380	-0.01768	0.00031
1	5	4	55	1.73444	1.68056	-0.05388	0.00290
1	1	4	65	0.95037	0.87139	-0.07898	0.00624
1	2	4	65	1.15000	1.17195	0.02195	0.00048
1	3	4	65	1.30926	1.34777	0.03851	0.00148
1	4	4	65	1.46111	1.47251	0.01140	0.00013

1	5	4	65	1.58963	1.56927	-0.02036	0.00041
1	1	4	90	0.82037	0.71688	-0.10349	0.01071
1	2	4	90	1.00481	1.01744	0.01263	0.00016
1	3	4	90	1.18296	1.19326	0.01030	0.00011
1	4	4	90	1.28481	1.31800	0.03319	0.00110
1	5	4	90	1.39185	1.41476	0.02291	0.00052
1.5	1	4	45	0.98148	1.00598	0.02450	0.00060
1.5	2	4	45	1.28494	1.30654	0.02160	0.00047
1.5	3	4	45	1.39605	1.48236	0.08631	0.00745
1.5	4	4	45	1.54765	1.60710	0.05945	0.00353
1.5	5	4	45	1.65284	1.70386	0.05102	0.00260
1.5	1	4	55	0.90667	0.91623	0.00956	0.00009
1.5	2	4	55	1.17901	1.21679	0.03778	0.00143
1.5	3	4	55	1.32815	1.39261	0.06446	0.00415
1.5	4	4	55	1.46469	1.51735	0.05266	0.00277
1.5	5	4	55	1.58914	1.61411	0.02497	0.00062
1.5	1	4	65	0.86346	0.83276	-0.03070	0.00094
1.5	2	4	65	1.09333	1.13332	0.03999	0.00160
1.5	3	4	65	1.28444	1.30914	0.02470	0.00061
1.5	4	4	65	1.41852	1.43389	0.01537	0.00024
1.5	5	4	65	1.54123	1.53065	-0.01059	0.00011
1.5	1	4	90	0.82148	0.71688	-0.10460	0.01094
1.5	2	4	90	1.01704	1.01744	0.00040	0.00000
1.5	3	4	90	1.18593	1.19326	0.00733	0.00005
1.5	4	4	90	1.29580	1.31800	0.02220	0.00049
1.5	5	4	90	1.40370	1.41476	0.01106	0.00012
2	1	4	45	0.94333	0.90961	-0.03372	0.00114
2	2	4	45	1.22870	1.21017	-0.01853	0.00034
2	3	4	45	1.35296	1.38599	0.03303	0.00109
2	4	4	45	1.48556	1.51074	0.02518	0.00063
2	5	4	45	1.58944	1.60750	0.01805	0.00033
2	1	4	55	0.89000	0.84978	-0.04022	0.00162
2	2	4	55	1.16148	1.15034	-0.01114	0.00012
2	3	4	55	1.31074	1.32616	0.01542	0.00024
2	4	4	55	1.44370	1.45090	0.00720	0.00005
2	5	4	55	1.56611	1.54766	-0.01845	0.00034
2	1	4	65	0.85833	0.79413	-0.06420	0.00412
2	2	4	65	1.08963	1.09470	0.00507	0.00003
2	3	4	65	1.27963	1.27051	-0.00912	0.00008
2	4	4	65	1.40815	1.39526	-0.01289	0.00017
2	5	4	65	1.52722	1.49202	-0.03520	0.00124

2	1	4	90	0.82370	0.71688	-0.10683	0.01141
2	2	4	90	1.02815	1.01744	-0.01071	0.00011
2	3	4	90	1.18556	1.19326	0.00770	0.00006
2	4	4	90	1.30333	1.31800	0.01467	0.00022
2	5	4	90	1.40889	1.41476	0.00587	0.00003
						Suma	0.35140

Tabla V- 2: Valores de errores obtenidos para techo en ajuste de curvas.

k	Razón P	Razón R	Dip [°]	$\frac{\sigma_1}{\sigma_v}$	$\frac{\sigma_1^*}{\sigma_v}$	Error	Error cuadrático
1	1	2	45	0.677778	0.630776	-0.047001	0.002209
1	2	2	45	0.801481	0.734515	-0.066966	0.004484
1	3	2	45	0.852963	0.795199	-0.057764	0.003337
1	4	2	45	0.851852	0.838254	-0.013598	0.000185
1	5	2	45	0.806296	0.871651	0.065354	0.004271
1	1	2	55	0.711111	0.631103	-0.080008	0.006401
1	2	2	55	0.839630	0.734842	-0.104788	0.010980
1	3	2	55	0.892963	0.795525	-0.097438	0.009494
1	4	2	55	0.916296	0.838581	-0.077716	0.006040
1	5	2	55	0.905185	0.871977	-0.033208	0.001103
1	1	2	65	0.713704	0.631579	-0.082125	0.006744
1	2	2	65	0.877407	0.735318	-0.142089	0.020189
1	3	2	65	0.948148	0.796002	-0.152147	0.023149
1	4	2	65	0.967778	0.839057	-0.128721	0.016569
1	5	2	65	0.942593	0.872454	-0.070139	0.004919
1	1	2	90	0.714444	0.687993	-0.026451	0.000700
1	2	2	90	0.873333	0.791732	-0.081601	0.006659
1	3	2	90	0.904815	0.852416	-0.052399	0.002746
1	4	2	90	0.968889	0.895471	-0.073418	0.005390
1	5	2	90	0.919259	0.928868	0.009609	0.000092
1.5	1	2	45	1.388519	1.497052	0.108534	0.011780
1.5	2	2	45	1.566667	1.600791	0.034125	0.001164
1.5	3	2	45	1.645185	1.661475	0.016290	0.000265
1.5	4	2	45	1.656667	1.704530	0.047864	0.002291
1.5	5	2	45	1.629259	1.737927	0.108668	0.011809
1.5	1	2	55	1.431481	1.497297	0.065816	0.004332
1.5	2	2	55	1.630741	1.601036	-0.029705	0.000882
1.5	3	2	55	1.705185	1.661720	-0.043466	0.001889

1.5	4	2	55	1.748889	1.704775	-0.044114	0.001946
1.5	5	2	55	1.752222	1.738172	-0.014051	0.000197
1.5	1	2	65	1.435556	1.497654	0.062099	0.003856
1.5	2	2	65	1.659259	1.601393	-0.057866	0.003348
1.5	3	2	65	1.762963	1.662077	-0.100886	0.010178
1.5	4	2	65	1.750000	1.705132	-0.044868	0.002013
1.5	5	2	65	1.747037	1.738529	-0.008508	0.000072
1.5	1	2	90	1.440370	1.539965	0.099595	0.009919
1.5	2	2	90	1.648519	1.643704	-0.004814	0.000023
1.5	3	2	90	1.745926	1.704388	-0.041538	0.001725
1.5	4	2	90	1.760741	1.747443	-0.013298	0.000177
1.5	5	2	90	1.701852	1.780840	0.078988	0.006239
2	1	2	45	2.103704	2.363328	0.259625	0.067405
2	2	2	45	2.332963	2.467067	0.134104	0.017984
2	3	2	45	2.438519	2.527751	0.089232	0.007962
2	4	2	45	2.457778	2.570806	0.113029	0.012775
2	5	2	45	2.456667	2.604203	0.147536	0.021767
2	1	2	55	2.158148	2.363492	0.205343	0.042166
2	2	2	55	2.412963	2.467231	0.054268	0.002945
2	3	2	55	2.510741	2.527914	0.017173	0.000295
2	4	2	55	2.555926	2.570970	0.015044	0.000226
2	5	2	55	2.562593	2.604366	0.041774	0.001745
2	1	2	65	2.161111	2.363730	0.202619	0.041054
2	2	2	65	2.445185	2.467469	0.022284	0.000497
2	3	2	65	2.566296	2.528152	-0.038144	0.001455
2	4	2	65	2.563704	2.571208	0.007504	0.000056
2	5	2	65	2.547407	2.604604	0.057197	0.003271
2	1	2	90	2.166667	2.391937	0.225270	0.050747
2	2	2	90	2.425185	2.495676	0.070491	0.004969
2	3	2	90	2.545556	2.556359	0.010804	0.000117
2	4	2	90	2.550000	2.599415	0.049415	0.002442
2	5	2	90	2.494074	2.632811	0.138737	0.019248
1	1	4	45	0.722963	0.630776	-0.092187	0.008498
1	2	4	45	0.953333	0.990672	0.037338	0.001394
1	3	4	45	1.032593	1.201197	0.168604	0.028427
1	4	4	45	1.108519	1.350567	0.242049	0.058587
1	5	4	45	1.157037	1.466427	0.309390	0.095722
1	1	4	55	0.757037	0.631103	-0.125934	0.015859
1	2	4	55	1.006667	0.990998	-0.015669	0.000246
1	3	4	55	1.098519	1.201523	0.103005	0.010610
1	4	4	55	1.191481	1.350894	0.159412	0.025412

1	5	4	55	1.267407	1.466754	0.199347	0.039739
1	1	4	65	0.767778	0.631579	-0.136199	0.018550
1	2	4	65	1.045556	0.991475	-0.054081	0.002925
1	3	4	65	1.152963	1.202000	0.049037	0.002405
1	4	4	65	1.271481	1.351370	0.079888	0.006382
1	5	4	65	1.318519	1.467230	0.148712	0.022115
1	1	4	90	0.759630	0.687993	-0.071636	0.005132
1	2	4	90	1.057037	1.047889	-0.009148	0.000084
1	3	4	90	1.199630	1.258414	0.058784	0.003456
1	4	4	90	1.302963	1.407784	0.104821	0.010987
1	5	4	90	1.354074	1.523644	0.169570	0.028754
1.5	1	4	45	1.495926	1.497052	0.001126	0.000001
1.5	2	4	45	1.850741	1.856948	0.006207	0.000039
1.5	3	4	45	1.986667	2.067473	0.080806	0.006530
1.5	4	4	45	2.096296	2.216843	0.120547	0.014532
1.5	5	4	45	2.166296	2.332704	0.166407	0.027691
1.5	1	4	55	1.539630	1.497297	-0.042332	0.001792
1.5	2	4	55	1.918148	1.857193	-0.060956	0.003716
1.5	3	4	55	2.096296	2.067718	-0.028578	0.000817
1.5	4	4	55	2.222593	2.217088	-0.005505	0.000030
1.5	5	4	55	2.316296	2.332948	0.016652	0.000277
1.5	1	4	65	1.548889	1.497654	-0.051234	0.002625
1.5	2	4	65	1.955926	1.857550	-0.098376	0.009678
1.5	3	4	65	2.152222	2.068075	-0.084147	0.007081
1.5	4	4	65	2.311111	2.217445	-0.093666	0.008773
1.5	5	4	65	2.375556	2.333306	-0.042250	0.001785
1.5	1	4	90	1.540741	1.539965	-0.000776	0.000001
1.5	2	4	90	1.960000	1.899860	-0.060140	0.003617
1.5	3	4	90	2.160000	2.110386	-0.049614	0.002462
1.5	4	4	90	2.292963	2.259756	-0.033207	0.001103
1.5	5	4	90	2.358519	2.375616	0.017098	0.000292
2	1	4	45	2.268889	2.363328	0.094440	0.008919
2	2	4	45	2.746296	2.723224	-0.023073	0.000532
2	3	4	45	2.955185	2.933749	-0.021436	0.000460
2	4	4	45	3.095556	3.083119	-0.012436	0.000155
2	5	4	45	3.180370	3.198980	0.018609	0.000346
2	1	4	55	2.325185	2.363492	0.038306	0.001467
2	2	4	55	2.844074	2.723387	-0.120687	0.014565
2	3	4	55	3.084444	2.933912	-0.150532	0.022660
2	4	4	55	3.242222	3.083282	-0.158940	0.025262
2	5	4	55	3.384815	3.199143	-0.185672	0.034474

2	1	4	65	2.332222	2.363730	0.031508	0.000993
2	2	4	65	2.858519	2.723625	-0.134893	0.018196
2	3	4	65	3.144815	2.934150	-0.210664	0.044379
2	4	4	65	3.345556	3.083521	-0.262035	0.068662
2	5	4	65	3.411852	3.199381	-0.212471	0.045144
2	1	4	90	2.321111	2.391937	0.070826	0.005016
2	2	4	90	2.861852	2.751832	-0.110020	0.012104
2	3	4	90	3.115926	2.962358	-0.153568	0.023583
2	4	4	90	3.280741	3.111728	-0.169013	0.028565
2	5	4	90	3.368889	3.227588	-0.141301	0.019966
						Suma	1.362472

Tabla V- 3: Valores de errores obtenidos para pared colgante en ajuste de curvas.

k	Razón P	Razón R	Dip [°]	$\frac{\sigma_1}{\sigma_n}$	$\frac{\sigma_1^*}{\sigma_n}$	Error	Error cuadrático
1	1	2	45	0.51852	0.61565	0.09713	0.00943
1	2	2	45	0.56815	0.60160	0.03345	0.00112
1	3	2	45	0.61815	0.58756	-0.03059	0.00094
1	4	2	45	0.59333	0.57351	-0.01982	0.00039
1	5	2	45	0.52815	0.55947	0.03132	0.00098
1	1	2	55	0.54778	0.61565	0.06787	0.00461
1	2	2	55	0.64259	0.60160	-0.04099	0.00168
1	3	2	55	0.65741	0.58756	-0.06985	0.00488
1	4	2	55	0.55593	0.57351	0.01758	0.00031
1	5	2	55	0.60667	0.55947	-0.04720	0.00223
1	1	2	65	0.67556	0.61565	-0.05991	0.00359
1	2	2	65	0.47111	0.60160	0.13049	0.01703
1	3	2	65	0.64148	0.58756	-0.05392	0.00291
1	4	2	65	0.48481	0.57351	0.08870	0.00787
1	5	2	65	0.47630	0.55947	0.08317	0.00692
1	1	2	90	0.71407	0.61565	-0.09843	0.00969
1	2	2	90	0.57444	0.60160	0.02716	0.00074
1	3	2	90	0.57296	0.58756	0.01459	0.00021
1	4	2	90	0.57889	0.57351	-0.00538	0.00003
1	5	2	90	0.62370	0.55947	-0.06424	0.00413
1.5	1	2	45	0.73274	0.75815	0.02540	0.00065
1.5	2	2	45	0.73244	0.74410	0.01166	0.00014
1.5	3	2	45	0.74015	0.73005	-0.01009	0.00010
1.5	4	2	45	0.71200	0.71601	0.00401	0.00002
1.5	5	2	45	0.69837	0.70196	0.00359	0.00001
1.5	1	2	55	0.67917	0.69863	0.01946	0.00038




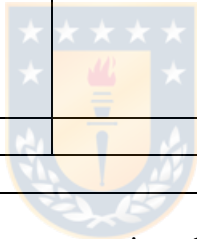
1.5	2	2	55	0.69082	0.68458	-0.00624	0.00004
1.5	3	2	55	0.69553	0.67054	-0.02500	0.00062
1.5	4	2	55	0.65116	0.65649	0.00533	0.00003
1.5	5	2	55	0.68943	0.64244	-0.04699	0.00221
1.5	1	2	65	0.66266	0.65334	-0.00932	0.00009
1.5	2	2	65	0.56946	0.63930	0.06984	0.00488
1.5	3	2	65	0.63536	0.62525	-0.01011	0.00010
1.5	4	2	65	0.57838	0.61120	0.03282	0.00108
1.5	5	2	65	0.57182	0.59716	0.02534	0.00064
1.5	1	2	90	0.59827	0.61565	0.01738	0.00030
1.5	2	2	90	0.56963	0.60160	0.03197	0.00102
1.5	3	2	90	0.60123	0.58756	-0.01368	0.00019
1.5	4	2	90	0.57062	0.57351	0.00289	0.00001
1.5	5	2	90	0.61235	0.55947	-0.05288	0.00280
2	1	2	45	0.87827	0.90064	0.02237	0.00050
2	2	2	45	0.88864	0.88660	-0.00204	0.00000
2	3	2	45	0.89926	0.87255	-0.02671	0.00071
2	4	2	45	0.86593	0.85851	-0.00742	0.00006
2	5	2	45	0.84148	0.84446	0.00298	0.00001
2	1	2	55	0.75825	0.78161	0.02336	0.00055
2	2	2	55	0.77199	0.76756	-0.00443	0.00002
2	3	2	55	0.77531	0.75352	-0.02180	0.00048
2	4	2	55	0.72832	0.73947	0.01115	0.00012
2	5	2	55	0.76889	0.72542	-0.04346	0.00189
2	1	2	65	0.69178	0.69104	-0.00074	0.00000
2	2	2	65	0.62447	0.67699	0.05252	0.00276
2	3	2	65	0.67185	0.66294	-0.00891	0.00008
2	4	2	65	0.61959	0.64890	0.02931	0.00086
2	5	2	65	0.61064	0.63485	0.02421	0.00059
2	1	2	90	0.58870	0.61565	0.02694	0.00073
2	2	2	90	0.56963	0.60160	0.03197	0.00102
2	3	2	90	0.60111	0.58756	-0.01355	0.00018
2	4	2	90	0.57259	0.57351	0.00092	0.00000
2	5	2	90	0.60167	0.55947	-0.04220	0.00178
1	1	4	45	0.56333	0.59059	0.02725	0.00074
1	2	4	45	0.48407	0.55148	0.06740	0.00454
1	3	4	45	0.48222	0.51237	0.03015	0.00091
1	4	4	45	0.47704	0.47326	-0.00378	0.00001
1	5	4	45	0.29185	0.43415	0.14230	0.02025
1	1	4	55	0.59704	0.59059	-0.00645	0.00004
1	2	4	55	0.56370	0.55148	-0.01223	0.00015

1	3	4	55	0.48111	0.51237	0.03126	0.00098
1	4	4	55	0.45185	0.47326	0.02141	0.00046
1	5	4	55	0.35444	0.43415	0.07971	0.00635
1	1	4	65	0.59222	0.59059	-0.00164	0.00000
1	2	4	65	0.49111	0.55148	0.06037	0.00364
1	3	4	65	0.53519	0.51237	-0.02282	0.00052
1	4	4	65	0.42444	0.47326	0.04882	0.00238
1	5	4	65	0.54556	0.43415	-0.11140	0.01241
1	1	4	90	0.75852	0.59059	-0.16793	0.02820
1	2	4	90	0.57778	0.55148	-0.02630	0.00069
1	3	4	90	0.53778	0.51237	-0.02541	0.00065
1	4	4	90	0.49889	0.47326	-0.02563	0.00066
1	5	4	90	0.50370	0.43415	-0.06955	0.00484
1.5	1	4	45	0.76237	0.73308	-0.02929	0.00086
1.5	2	4	45	0.69096	0.69397	0.00301	0.00001
1.5	3	4	45	0.66963	0.65487	-0.01476	0.00022
1.5	4	4	45	0.62400	0.61576	-0.00824	0.00007
1.5	5	4	45	0.51259	0.57665	0.06406	0.00410
1.5	1	4	55	0.70801	0.67356	-0.03445	0.00119
1.5	2	4	55	0.65782	0.63446	-0.02336	0.00055
1.5	3	4	55	0.60013	0.59535	-0.00479	0.00002
1.5	4	4	55	0.57434	0.55624	-0.01810	0.00033
1.5	5	4	55	0.49170	0.51713	0.02543	0.00065
1.5	1	4	65	0.65295	0.62828	-0.02467	0.00061
1.5	2	4	65	0.57550	0.58917	0.01367	0.00019
1.5	3	4	65	0.56079	0.55006	-0.01073	0.00012
1.5	4	4	65	0.50408	0.51095	0.00687	0.00005
1.5	5	4	65	0.51642	0.47184	-0.04458	0.00199
1.5	1	4	90	0.62716	0.59059	-0.03658	0.00134
1.5	2	4	90	0.55975	0.55148	-0.00828	0.00007
1.5	3	4	90	0.50963	0.51237	0.00274	0.00001
1.5	4	4	90	0.48790	0.47326	-0.01464	0.00021
1.5	5	4	90	0.47111	0.43415	-0.03696	0.00137
2	1	4	45	0.88963	0.87558	-0.01405	0.00020
2	2	4	45	0.82864	0.83647	0.00783	0.00006
2	3	4	45	0.81358	0.79736	-0.01622	0.00026
2	4	4	45	0.77309	0.75825	-0.01483	0.00022
2	5	4	45	0.66469	0.71915	0.05446	0.00297
2	1	4	55	0.77044	0.75654	-0.01389	0.00019
2	2	4	55	0.72057	0.71744	-0.00313	0.00001
2	3	4	55	0.67579	0.67833	0.00253	0.00001

2	4	4	55	0.64166	0.63922	-0.00244	0.00001
2	5	4	55	0.58293	0.60011	0.01718	0.00030
2	1	4	65	0.68690	0.66597	-0.02093	0.00044
2	2	4	65	0.62162	0.62686	0.00524	0.00003
2	3	4	65	0.59051	0.58776	-0.00276	0.00001
2	4	4	65	0.54252	0.54865	0.00612	0.00004
2	5	4	65	0.53805	0.50954	-0.02851	0.00081
2	1	4	90	0.60648	0.59059	-0.01590	0.00025
2	2	4	90	0.54852	0.55148	0.00296	0.00001
2	3	4	90	0.50685	0.51237	0.00552	0.00003
2	4	4	90	0.47944	0.47326	-0.00618	0.00004
2	5	4	90	0.46963	0.43415	-0.03548	0.00126
Suma							0.21678



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

Título: Modelamiento numérico tridimensional de esfuerzos en caserones inclinados		
Nombre Memorista: Victor Silva Silva		
Modalidad	Proyecto	Profesor (es) Patrocinante (s)
Concepto	Sobresaliente	 Prof. René Gómez P.
Calificación	6.8	
Fecha	30-11-2020	
 Prof. Fernando Parada		
		Ingeniero Supervisor: Roberto Miranda : Exequiel Marambio : Javier Vallejos
		Institución: AMTC
Comisión (Nombre y Firma)		
 Prof. Roberto Fustos T.		 Ing. Roberto Miranda
Resumen		
<p>Es fundamental contar con herramientas que permitan determinar las dimensiones óptimas de diseño de caserones en el método subterráneo de Sublevel Stoping, para asegurar la estabilidad y seguridad de la mina. Una de las herramientas con más antigüedad utilizadas es el método gráfico de estabilidad de Mathews, el cual considera hasta la fecha una base de datos de 465 casos. Actualmente existen software que permiten predecir la estabilidad de caserones mediante simulaciones numéricas. En el presente trabajo se cuantifican esfuerzos inducidos generados por caserones inclinados utilizando un software de método de elementos finitos (FEM, por sus siglas en inglés), los cuales se modelan bajo diferentes parámetros de entrada, tales como; dip, largo, alto, razón de esfuerzos k, entre otros, manteniendo un ancho fijo de 30 [m], corriendo en total 120 modelos. El modelo utilizado fue ajustado en base a los parámetros de grilla y borde de un caso de estudio base. Se obtuvieron gráficos de cuantificación de esfuerzos, los cuales se modificaron mediante un ajuste de curvas, que demostraron que los esfuerzos inducidos producidos en las superficies de caserones, no afectan el techo, concentrándose mayormente en las paredes colgante y de término a medida que aumenta la inclinación. No fue posible comparar directamente con el caso base, ya que no se consideraron las mismas condiciones operacionales. El modelamiento numérico obtenido demuestra que, al aumentar la inclinación, se afectaría la estabilidad de las paredes de los caserones.</p>		