

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ
FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERÍA



**“DISEÑO GEOTÉCNICO PARA LA ESTABILIDAD DE UNA MINA A CIELO
ABIERTO E INTERACCIÓN CON EXCAVACIONES SUBTERRÁNEAS ANTIGUAS”**

Tesis para obtener el Título Profesional de Ingeniero de Minas:

Vergara Lovera, Victor Miguel

ASESORES

Dr. José Antonio Samaniego Alcántara

Ing. Víctor Raúl Góngora Pérez

Lima, Febrero 2020

Resumen

La presente tesis desarrolla la evaluación geomecánica que se debe realizar para el diseño de una mina a cielo abierto, el cual debe incluir los anchos de berma y ángulos de cara de banco, interrampa y global, con la finalidad de asegurar la estabilidad de las paredes del tajo y permitir una operación minera segura y rentable.

Para dicha evaluación, se ha requerido realizar un estudio de la información geológica y geotécnica, a partir de los datos de logueo y mapeos, los cuales permitirán realizar la caracterización del macizo rocoso y establecer el modelo geotécnico, el cual va estar conformado de los modelos estructurales, geológico, macizo rocoso e hidrogeológico.

Asimismo, se ha realizado un retroanálisis de conciliación de bancos para la topografía actual del tajo, con el fin de identificar las zonas críticas que presenten anchos de berma que tengan una dimensión menor al diseño planeado y , así permitir realizar la optimización y el diseño de los anchos de berma efectiva para diferentes sectores del tajo.

Para determinar los ángulos de cara de banco se determino a partir del análisis cinemático para diferentes orientaciones de la cara del talud y determinar el ángulo de diseño más recomendable para cada sector. Asimismo, los diseño de ángulo interrampa y global se empleo el método de equilibrio limite y se utilizó los factores de seguridad recomendado por el libro de Open Pit Guideline (J. Read y P. Satcey, 2009)

Sin embargo, la ubicación de la mina se encuentra por encima de excavaciones abandonadas y al momento de realizar la explotación del tajo va existir interacción que podría generar problemas de inestabilidad; por lo que se empleo un software de elementos de borde que nos permita observa la variación de esfuerzos en las paredes del tajo , así como también los

esfuerzos de confinamiento que se van a presentar en el pilar corona entre el fondo del tajo y las excavaciones subterráneas.



Agradecimientos:

A mis asesores de tesis Dr. Antonio Samaniego, quien amablemente me permitió utilizar las instalaciones y equipos de SRK Consulting para el desarrollo de la presente tesis, y al Ing. Víctor Góngora Pérez, quien confió en mí plenamente desde mis inicios en el área de mecánica de rocas y me apoya constantemente para mi desarrollo profesional.

Al área de geomecánica de la empresa SRK Consulting, quienes me apoyaron para el desarrollo de esta tesis.

A mis padres Victor Vergara Hernández y Hortencia Lovera Bernaola por su insistencia en la culminación del presente trabajo.

A mis hermanos Miguel Vergara Lovera y Kelly Vergara Lovera por su constante apoyo.



Dedicatoria

A la memoria de mi querida abuela Alejandrina Bernaola de Lovera

Índice

CAPITULO I. INTRODUCCION.....	1
1.1. Justificación	1
1.2. Objetivos	2
1.2.1. Objetivo general.....	2
1.2.2. Objetivos específicos	2
CAPITULO II Criterios de diseño geotécnico para el diseño de tajo abierto.....	2
2.1. Modelo Geotécnico	3
2.1.1 Modelo Geológico.....	5
2.1.2 Modelo Estructural.....	5
2.1.3 Modelo Macizo Rocoso	7
2.1.4 Modelo Hidrogeológico	8
2.2. Criterios de Aceptabilidad de Diseño	8
2.3. Métodos de Diseño de Talud	10
2.4. Modos de falla.....	11
2.4.1 Método de Dovelas - Slide.....	13
2.5. Clasificación Geomecánica.....	16
2.5.1 Rock Quality Designation - RQD	16
2.5.2 Rock Mass Rating – Bieniawski (1976 y 1989).....	17
2.6. Método de Keyblock.....	19
2.6.1 Software SBLOCK	19
2.7. Criterios de Falla de Macizo Rocoso	20
2.7.1 Criterio de Rotura Hoek – Brown Generalizado.....	20
2.7.1 Criterio de Rotura Mohr - Coulomb.....	21
CAPITULO III Investigaciones geotécnicas de campo.....	22
3.1. Logueo geotécnico	22
3.2. Mapeo geomecánico	24
CAPITULO IV. Geología.....	27
4.1. Ubicación	27
4.2. Geología regional.....	27

4.3.	Geología local	28
4.4.	Geología Estructural	36
4.4.1	Estructuras Mayores.....	36
4.4.1	Estructuras Menores.....	38
4.4.	Modelo Litológico.....	39
4.3.	Modelo Hidrogeológico	39
CAPITULO V. Macizo Rocoso.....		41
5.1.	Resistencia de la roca intacta	41
5.1.1	Resistencia a la compresión simple (RCS)	41
5.1.2	Resistencia a la compresión triaxial.....	41
5.1.3.	Resistencia a la tracción indirecta.....	42
5.2.	Resistencia de las discontinuidades	42
5.3.	Clasificación geomecánica.....	43
5.4.	Dominios geotécnicos	44
5.4.1.	Dominio Geotécnico I.....	44
5.4.2.	Dominio Geotécnico II.....	46
5.4.3.	Dominio Geotécnico III	48
5.5.	Dominios estructurales.....	49
5.6.	Parámetros de resistencia del macizo rocoso	55
CAPITULO VI. Diseño y análisis de estabilidad de Taludes.....		56
6.1.	Criterios de aceptabilidad.....	56
6.1.1.	Curvas paramétricas de diseño geotécnico de talud global.....	57
6.2.	Análisis cinemático para el ángulo de banco	63
6.3.	Diseño de Banco & Berma.....	64
6.3.1.	Back análisis del diseño de tajo actual – Conciliación de Bancos	65
6.3.2.	Diseño de ancho de berma	67
6.3.3.	Optimización de ancho de bermas	68
6.4.	Diseño geotécnico de taludes mediante sectores de diseño	72
CAPITULO VII. INTERACCIÓN ENTRE EL TAJO Y EXCAVACIONES SUBTERRÁNEAS		74
7.1.	Esfuerzos in situ	76

7.2.	Modelamiento de esfuerzos en las paredes	78
7.3.	Modelamiento de esfuerzos para dimensionamiento de pilares de seguridad en el proceso de minado	86
CAPITULO VIII. EVALUACIÓN ECONÓMICA PARA EL DISEÑO DE ÁNGULO DE TALUD GLOBAL		87
CAPITULO VIII. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....		91
8.1.	Conclusiones	91
8.2.	Recomendaciones.....	94
Bibliografía.....		97

Lista de Anexos

Anexo N° 1. Curvas de Diseño	112
Anexo N° 2. Sectores de Diseño.....	133
Anexo N° 3. Modelo Numérico MAP 3D	135

Lista de Tablas

Tabla 1. Criterios de aceptabilidad FoS (Read & Stacey,2009)	9
Tabla 2. Consideraciones de equilibrio para los métodos de dovelas.....	13
Tabla 3. Tipos de deslizamiento para cada uno de los métodos	16
Tabla 4. Valores de RQD (Deere,1964)	17
Tabla 5. Valores de RMR (Bieniawski,1989).....	18
Tabla 6. Relación de taladros logueados geotécnicamente (2018).....	22
Tabla 7. Relación de estaciones geomecánicas (2018 y 2016).....	24
Tabla 8. Dip y Dip Direction de las familias de discontinuidades	39
Tabla 9. Resultados de resistencia a la compresión simple para unidad litológica.....	41
Tabla 10. Resultados de compresión triaxial.....	41
Tabla 11. Resultados de tracción indirecta.....	42
Tabla 12. Propiedades de cohesión y fricción para cada litología.....	43
Tabla 13. Estaciones geomecánicas para el Dominio Estructural - I	49
Tabla 14. Familias principales para el Dominio Estructural - I.....	51
Tabla 15. Estaciones geomecánicas para el Dominio Estructural -II.....	52
Tabla 16. Estaciones geomecánicas para el Dominio Estructural - II.....	53
Tabla 17. Estaciones geomecánicas para el Dominio Estructural - III.....	53
Tabla 18. Estaciones geomecánicas para el Dominio Estructural -II.....	54
Tabla 19. Propiedades de macizo rocoso para cada Dominio Geotécnico	56
Tabla 20. Criterios de aceptabilidad para el diseño de talud (Read & Stacey,2009).....	57
Tabla 21. Ángulos interrampa y talud global para diferentes orientaciones de banco.....	61
Tabla 22. % Probabilidad de falla del DG 01.....	68
Tabla 23. % Probabilidad de falla del DG 02.....	69
Tabla 24. % Probabilidad de falla del DG 03.....	70
Tabla 25.Dimensionamiento para ángulo de cara de banco, interrampa y ancho de berma	71
Tabla 26.Recomendación de Sectores de Diseño en función de la orientación de la cara de talud ...	74
Tabla 27.Parámetros para el modelo Map 3D.....	79
Tabla 28.Variación de sigma 01 en las paredes del tajo.....	83
Tabla 29.Variación de sigma 03 en las paredes del tajo.....	83
Tabla 30.Costo de minado asumidos para el análisis económico	88
Tabla 31.Costo de sostenimiento	88
Tabla 32.Costo de drenaje	88

Lista de Figuras

Figura 1. Proceso de diseño geotécnico con la metodología del Open Pit Guidelines (Read & Stacey, 2009)	4
Figura 2. Ejemplo de cálculo de análisis cinemático en función a la dirección del talud para modo de falla tipo cuña	11
Figura 3. Ejemplo de cálculo de análisis anisotrópico para el diseño de ángulo de talud interrampa y global	11
Figura 4. Cálculo de Factor de Seguridad para una falla planar	12
Figura 5. Cálculo de Factor de Seguridad para una falla tipo cuña	12
Figura 6. Falla tipo Vuelco o Toppling	13
Figura 7. Proceso de cálculo de RQD en un testigo (ACG,2003)	17
Figura 8. Ubicación del proyecto de la mina a cielo abierto	27
Figura 9. Columna litológica de la zona de proyecto de la mina a cielo abierto	36
Figura 10. Modelo de Estructurales principales	38
Figura 11. Modelo de Estructurales menores	38
Figura 12. Modelo litológico	39
Figura 13. Pared Nor-Oeste del tajo actual	40
Figura 14. Pared Nor-Oeste del tajo actual	40
Figura 15. Estadísticas de RMR ₈₉ para la caliza	43
Figura 16. Estadísticas de RMR ₈₉ para la roca clástica	43
Figura 17. Estadísticas de RMR ₈₉ para el conglomerado	44
Figura 18. Estadísticas de RMR ₈₉ para el intrusivo andesítico	44
Figura 19. Estadísticas de RMR ₈₉ para el mármol	44
Figura 20. Estadísticas de RMR ₈₉ para la brecha	44
Figura 21. Dominio Geotécnico – I (Calizas, brechas y mármol)	45
Figura 22. Caracterización del logueo geomecánico para el Dominio Geotécnico – I	45
Figura 23. Estadísticas de logueo RQD DG -I (2018)	45
Figura 24. Estadísticas de RMR ₇₆ DG -I	45
Figura 25. Estadísticas de RMR ₈₉ DG -I	46
Figura 26. Dominio Geotécnico – II (Intrusivo)	47
Figura 27. Caracterización del logueo geomecánico para el Dominio Geotécnico - II	47
Figura 28. Estadísticas de logueo RQD DG -II (2018)	47
Figura 29. Estadísticas de logueo RMR ₇₆ DG -II	47
Figura 30. Estadísticas de logueo RMR ₈₉ DG -II	47
Figura 31. Dominio Geotécnico – III (Arenisca)	48

Figura 32. Caracterización del logueo geomecánico para el Dominio Geotécnico - III	48
Figura 33. Estadísticas de logueo RQD DG -III (2018).....	49
Figura 34. Estadísticas de logueo RMR₇₆ DG -II.....	49
Figura 35. Estadísticas de logueo RMR₈₉ DG -II.....	49
Figura 36. Concentración de polos para el Dominio Estructural – I (Calizas, brechas y mármol)...	51
Figura 37. Concentración de polos para el Dominio Estructural – II (Intrusivo)	52
Figura 38. Concentración de polos para el Dominio Estructural – III (Arenisca)	53
Figura 39. Dominios estructurales para el tajo abierto (Escala 1:4000).....	55
Figura 40. Envoltente de falla para el Criterio de Hoek - Brown.....	56
Figura 41. Curvas paramétricas de diseño de interrampa en condiciones estáticas (Altura = 50m) 58	58
Figura 42. Curvas paramétricas de diseño de interrampa en condiciones pseudo – estáticas (Altura = 50m).....	58
Figura 43. Curvas paramétricas de diseño de interrampa en condiciones estáticas (Altura = 100m)	58
Figura 44. Curvas paramétricas de diseño de interrampa en condiciones pseudo – estáticas (Altura = 100m).....	58
Figura 45. Curvas paramétricas de diseño de talud global en condiciones pseudo – estáticas (Altura = 250m).....	58
Figura 46. Curvas paramétricas de diseño de talud global en condiciones pseudo – estáticas (Altura = 250m).....	58
Figura 47. Curvas paramétricas de diseño de interrampa en condiciones estáticas (Altura = 50m) 59	59
Figura 48. Curvas paramétricas de diseño de interrampa en condiciones pseudo – estáticas (Altura = 50m).....	59
Figura 49. Curvas paramétricas de diseño de interrampa en condiciones estáticas (Altura = 100m)	60
Figura 50 Curvas paramétricas de diseño de interrampa en condiciones pseudo – estáticas (Altura = 100m).....	60
Figura 51. Curvas paramétricas de diseño de talud global en condiciones estáticas (Altura = 200m)	60
Figura 52. Curvas paramétricas de diseño de talud global en condiciones estáticas (Altura = 200m)	60
Figura 53. Curvas paramétricas de diseño de interrampa en condiciones estáticas (Altura = 50m) 61	61
Figura 54. Curvas paramétricas de diseño de interrampa en condiciones pseudo – estática (Altura = 50m).....	61
Figura 55. Curvas de diseño para taludes de banco de 6 m en el DG – I (Calizas, Brechas y Mármol)	63
Figura 56. Curvas de diseño para taludes de banco de 6 m en el DG – II (Intrusivo)	64

Figura 57. Curvas de diseño para taludes de banco de 6 m en el DG – III (Arenisca)	64
Figura 58. Secciones de corte para el realizar la conciliación de bancos.....	65
Figura 59. Pérdida de cresta por motivos operacionales o geoestructurales	65
Figura 60. Falla tipo cuña y pérdida de material que se presenta para un banco del DG- I	65
Figura 61. Curva acumulada para el cumplimiento de anchos de bermas efectivas – DG - I.....	66
Figura 62. Niveles en donde se han realizado la conciliación de bancos en el tajo actual - DG – I ...	66
Figura 63. Configuración de banco en función de la altura y el ángulo de banco	67
Figura 64. Curva diseño para determinación de ancho de berma en función de % Probabilidad de Falla para diferentes orientaciones para altura menores de 100 m – DG 01.....	69
Figura 65. Curva diseño para determinación de ancho de berma en función de % Probabilidad de Falla para diferentes orientaciones para altura menores de 100 m -DG 02	70
Figura 66. Curva diseño para determinación de ancho de berma en función de % Probabilidad de Falla para diferentes orientaciones para altura menores de 100 m - DG 03	71
Figura 67. Sectores de Diseño para el Tajo Abierto (Escala 1:4000).....	73
Figura 68. Diseño de mina y excavaciones subterráneas antiguas en el sur del tajo abierto	75
Figura 69. Vista de sección entre la interacción de las excavaciones subterráneas y las paredes del tajo	76
Figura 70. Proceso de determinación de paleo esfuerzos en el tajo abierto.....	77
Figura 71. Dirección de esfuerzos principales en el tajo abierto	77
Figura 72. Modelo numérico desarrollado en Map 3D	78
Figura 73. Determinación de las grillas en el modelo numérico en Map 3D	79
Figura 74. Secuenciamiento de minado para las diferentes etapas del minado a cielo abierto	81
Figura 75. Variación de sigma 3 en función del secuenciamiento de minado.....	82
Figura 76. Variación de sigma 1 en función a la profundidad de minado.....	84
Figura 77. Profundidad mínima de desconfinamiento de la roca del pilar corona.....	85
Figura 78. SFC en el pilar para una profundidad de 70 m	85
Figura 79. Análisis de envolvente de falla sobre pilar de minado	86
Figura 80. Espesor de pilar corona	87
Figura 81 Análisis económico para diferentes ángulos de talud global.....	89

CAPITULO I. INTRODUCCION

1.1. Justificación

Este proyecto de tesis tiene como importancia el diseño geotécnico para una mina a cielo abierto, el cual se comienza a partir de la caracterización geológica de los datos de campo como son el logueo y mapeo geomecánico con la finalidad de definir unidades geotécnicas que presenten características similares como son la resistencia a la compresión (UCS), RQD y RMR. Asimismo, es importante definir lo Dominios Estructurales que se van a presentar en la zona donde se va ubicar el tajo y, de esta manera, definir sectores de diseños que especifiquen ancho de berma efectiva y ángulo de cara de banco, interrampa y global para cada uno de los sectores.

Para ello, los diseños de taludes deben ser técnicamente sólidos y deben realizarse con el objetivo que abarque toda la operación minera y que contemple la seguridad del personal, los equipos disponibles y los niveles de riesgos aceptables para la compañía.

Sin embargo, cuando se inicia la explotación de una mina cielo abierto que presenta interacción con excavaciones subterráneas abandonadas se pueden presentar problemas operacionales no previstos y que tienen que ser evaluados al momento de realizar el diseño del tajo, debido a que estos pueden aumentar el costo operacional y generar eventos de seguridad que perjudiquen al personal y/o equipos al momento de la operación.

Para cumplir con la estabilidad geotécnica en el tajo abierto, se realizó un análisis con métodos numéricos empleando el software Map 3D con el objetivo de observar la interacción que se va a presentar al momento de profundizar el tajo con las excavaciones subterráneas antiguas y observar la estabilidad en las paredes del talud

1.2. Objetivos

A continuación, se detallan los objetivos para el desarrollo de la presente tesis.

1.2.1. Objetivo general

Determinar los ángulos de los taludes finales para cada sector de diseño de una mina a cielo abierto, considerando los factores de seguridad aceptables para la estabilidad minado.

1.2.2. Objetivos específicos

- Caracterización del macizo rocoso.
- Determinar un modelo geotécnico a partir del modelo geológico, estructural, macizo rocoso y del modelo hidrogeológico.
- Back análisis de los anchos de berma del tajo actual.
- Optimización del ancho de berma efectivo para cada uno de los dominios geotécnicos.
- Determinar los ángulos a nivel de bancos, interrampa y talud global para cada uno de los sectores de diseño.
- Análisis de sensibilidad de ángulo de talud global en función de costo de extracción, sostenimiento y drenaje en el tajo.
- Determinar la influencia de las paredes en los taludes por la existencia de excavaciones subterráneas abandonadas.

CAPITULO II Criterios de diseño geotécnico para el diseño de tajo abierto

El proceso para la formulación de diseño de talud de una mina a cielo abierto ha sido desarrollado y es relativamente estándar; aunque en algunas de las metodologías para

el diseño varían para diferentes criterios, debido a que las condiciones geológicas y geográficas que pudiesen existir y puedan retrasar el proyecto.

El proceso de diseño del talud en cualquier nivel de proyecto involucra los siguientes criterios:

- Formulación de un modelo geotécnico para el área donde se va a desarrollar el tajo a partir de datos relevantes y confiables (Logueo y mapeo geotécnico).
- División del modelo geotécnico, dentro de los cuales se encuentra el modelo geológico, estructural, el modelo de macizo rocoso e hidrogeológico para la formulación de dominios geotécnico.
- Subdivisión de los dominios en sectores de diseño.
- Diseño de elementos de talud a nivel de banco en los respectivos sectores geotécnicos.
- Valorización de la estabilidad de los taludes en términos de criterios de aceptabilidad de un proyecto y/o operación, según los requerimientos de implementación y monitoreo para cada uno de los diseños implementados en el tajo.

2.1. Modelo Geotécnico

El modelo geotécnico es la base del proceso de diseño y tiene como objetivo proporcionar la información que se necesita para evaluar correctamente las propiedades inherentemente del macizo rocoso y las características de los materiales naturales que se encuentren involucrados en el diseño final.

Para ello, los objetivos de realizar un seguimiento al diseño de talud es cumplir con los siguientes requisitos:

- Establecer un diseño de talud adecuado para nivel de banco, interrampa y talud global.
- Reducir la incertidumbre y mejorar la confiabilidad del diseño.
- Disminuir el riesgo de diseño.
- Identificar las mejoras que pudiesen existir para realizar un mejoramiento al diseño.
- Identificar oportunidades de mejora en el proceso operativo como optimizar la voladura para preservar las paredes del tajo.

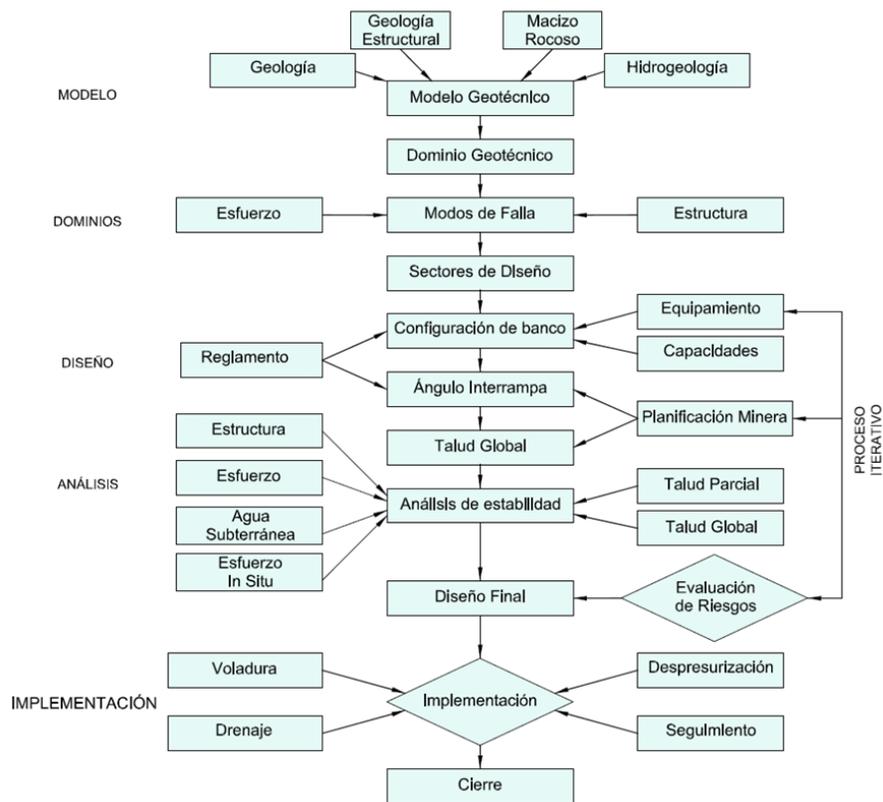


Figura 1. Proceso de diseño geotécnico con la metodología del Open Pit Guidelines (Read & Stacey, 2009)

El modelo geotécnico consta de la suma de cuatro modelos:

- El modelo geológico
- El modelo estructural
- El modelo de macizo rocoso
- El modelo hidrogeológico

2.1.1 Modelo Geológico

El objetivo de un modelo geológico representado en 3D permite observar las características del tipo de material y el tipo de alteración con la cual contará la zona del diseño, de tal manera de relacionar las características de la geología regional y los eventos geológicos que han podido dar origen a las deformaciones, plegamientos y la ubicación del cuerpo mineralizado, así como también la distribución de estratos (suelo y rocas) para dicha zona.

Por ello, las características físicas regionales con la cual debe contar el modelo son:

- Localización geográfica
- Evolución tectónica
- Clima
- Geomorfología
- Topografía

2.1.2 Modelo Estructural

El propósito de un modelo estructural es describir la orientación y la distribución espacial de las principales estructuras que por defecto pueden influenciar en la estabilidad de la pared de un tajo abierto. Estas incluyen las que presentan mayores

características como son una falla regional y un plegamiento que se pueden presentar en favor o en contra de la dirección y buzamiento de un talud global. Por otro lado, también se pueden observar las juntas y/o fallas que se pueden extender en dos o tres bancos, y pueden causar fallas de tipo cuña y planar.

La información realizada a partir del mapeo nos permite determinar dominios estructurales, donde cada uno de estos presentan ambientes distintos con características estructurales propias y diferenciadas para cada uno de los dominios.

Las características que debe requerir un dominio estructural deben ser:

- Tener en cuenta el tipo de cambio geológico, los cuales incluyen el cambio litológico (ej. Entre el tipo de roca ígnea y sub-volcánico, así como rocas intrusivas y rocas sedimentarias), cambios en los perfiles donde son afectados por presencia de agua, así como el tipo de alteración que puedan presentar dichos dominios.
- Modelamiento de fallas en 3D, los cuales dividen el tipo de rocas en el lugar donde se encuentra el cuerpo mineralizado.
- Modelamiento de estructuras de pliegues en 3D, los cuales presentan un énfasis en el cambio de orientación de las mismas.
- Estructuras metamórficas que se caracterizan por generar cambios en la orientación de las estructuras.
- Escala mayor de las fallas, pliegues y estructuras que se presentan a nivel interrampa y talud global.
- Juntas que se presentan en escala de banco que pueden ser desfavorables para el diseño de ángulo de banco.

2.1.3 Modelo Macizo Rocoso

El objetivo de realizar un modelo de macizo rocoso es compilar la información de propiedades del mismo, de tal manera de que emplee para realizar un análisis de estabilidad que va ser utilizado para el diseño de taludes en cada una de las etapas del proyecto.

Cuando se establece la determinación de las propiedades del macizo rocoso, un factor fundamental que se debe considerar son las condiciones de resistencia que se presentan en la roca y en donde la presencia de estructuras principales son el control principal de falla; sin embargo, en rocas débiles se observa que el factor determinante de ruptura es la resistencia de la calidad de la roca intacta, la cual puede estar influenciada por factores externos como pueden ser precipitaciones y alteraciones que afecten al macizo rocoso. Por ello, esto significa que la roca puede fallar de tres posibles maneras:

- Las fallas ocurridas en rocas que presentan una mayor resistencia a la compresión se producen cuando la ruptura se presenta a lo largo de la junta, bedding y/o pliegues presentes en el macizo rocoso.
- La falla con control estructural parcial ocurre cuando la ruptura se presenta parcialmente a través del macizo rocoso y durante la estructura (juntas, fallas y/o pliegues).
- Las fallas en rocas débiles se producen en taludes que presentan grandes alturas, debido a que esto ocurre fundamentalmente a la poca resistencia de la roca y la ruptura se origina en la misma roca.

Debido a estas diferencias, al establecer las propiedades de macizo rocoso, se debe considerar la resistencia del mismo, así como también el mecanismo de falla al

momento de realizar las pruebas del laboratorio, debido a que estas características serán importantes para establecer las características de la roca y el posible mecanismo de falla que se tenga al momento de realizar el diseño.

2.1.4 Modelo Hidrogeológico

El propósito de un modelo hidrogeológico es presentar dos factores, como son las condiciones de agua subterránea y agua superficial en el tajo que pueden perjudicar el diseño de tajo abierto. Las presiones de agua subterránea que actúan dentro de las fracturas y los espacios de poros originan una disminución del esfuerzo efectivo de la roca, así como también la resistencia al corte de la misma y, por lo tanto, aumente la probabilidad de falla de las paredes del talud. Por otro lado, las condiciones de agua superficiales originan condiciones saturadas en el tajo y genera aguas estancadas y perjudican en las condiciones de operatividad de la mina como pueden ser condiciones inseguras de trabajo, aumento en el costo de llantas de equipos y deficiencia en la etapa de acarreo, aumento en costos de explosivos y un elevado costo en la inversión de equipos de drenaje para el tajo.

2.2. Criterios de Aceptabilidad de Diseño

El siguiente paso para el proceso de diseño es aplicar los datos recopilados y la confiabilidad con la cual se les asigna al diseño iterativo y el análisis de componentes que debe requerir para el diseño de talud.

- Configuración de berma
- Ángulos interrampa
- Ángulos globales

- Análisis de estabilidad
- Diseños finales de paredes

En este contexto, un factor clave para los criterios de diseños son Criterios de Aceptabilidad (CA) y Factor de Seguridad (FS). A continuación, se describen en forma general los principales conceptos utilizados para la definición de los criterios de aceptabilidad:

- Criterio de aceptabilidad (CA): Corresponde al conjunto de requisitos/restricciones que debe de cumplir un talud para el diseño sea considerado aceptable.
- Factor de Seguridad (FS): Corresponde a la razón entre la capacidad del talud (fuerzas de resistencias) con las que actúan en el talud (gravedad y presión de agua). Es adimensional y generalmente se define en términos de su valor medio en una potencial superficie de ruptura. De acuerdo con esto, si FS es mayor que 1.0 se tienen una condición estable o de “no falla”; si FS es igual a 1.0 se tiene una condición de “equilibrio límite” y si FS es menor que 1.0 se tiene una condición de falla o inestabilidad.

Tabla 1. Criterios de aceptabilidad FoS (Read & Stacey,2009)

Escala	Consecuencia de la Falla	Factor de Seguridad (mínimo)	
		Estático	Dinámico
Banco	Baja – Alta	1.1	N/A
Interrampa	Baja	1.15 - 1.2	1.0
	Media	1.2	1.0
	Alta	1.2 - 1.3	1.1
Global	Baja	1.2 - 1.3	1.0
	Media	1.3	1.1

Escala	Consecuencia de la Falla	Factor de Seguridad (mínimo)	
		Estático	Dinámico
	Alta	1.3 - 1.5	1.1

2.3. Métodos de Diseño de Talud

El fin del proceso de diseño de talud para una mina a cielo abierto es permitir un diseño seguro y económico para las paredes del tajo, de tal manera que se optimice el ángulo de banco, interrampa y ángulo global en función de los niveles de aceptabilidad a partir del factor de seguridad.

Los principales tipos de análisis utilizados en los estudios de diseño de taludes incluyen los siguiente:

- a) El análisis cinemático, el cual se basa en proyecciones estereográficas y se aplica principalmente para el análisis de diseño de banco.
- b) Análisis de equilibrio límite aplicados en:
 - Fallas estructurales que son controladas en el diseño de ángulos de banco e interrampa.
 - Ángulo a nivel de interrampa y global, donde la estabilidad es controlada por el criterio de falla de macizo rocoso y de las discontinuidades que la componen.
- c) Análisis numérico utilizando elementos finitos para la evaluación y el diseño de taludes en ángulo interrampa y global.

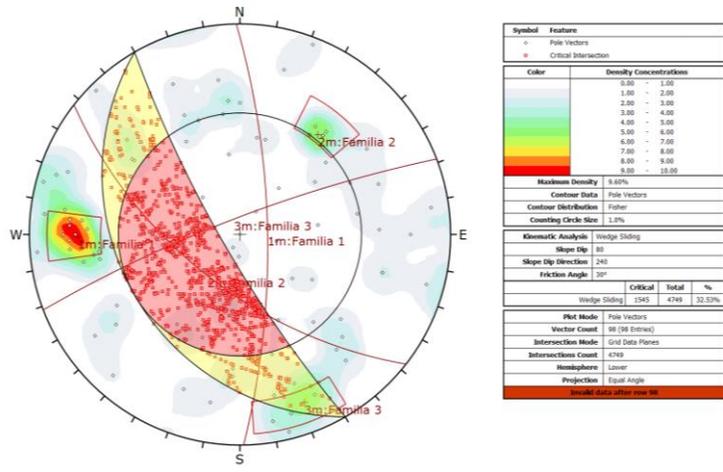


Figura 2. Ejemplo de cálculo de análisis cinemático en función a la dirección del talud para modo de falla tipo cuña

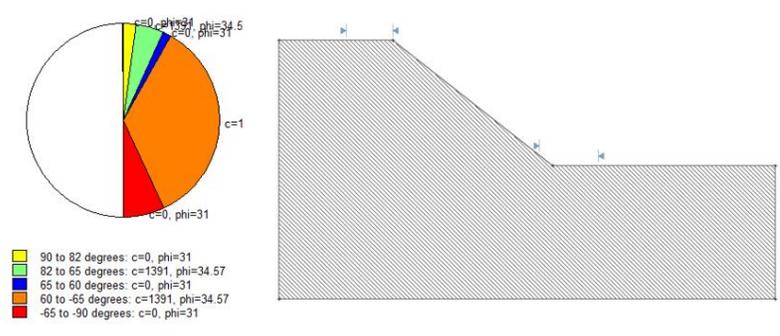


Figura 3. Ejemplo de cálculo de análisis anisotrópico para el diseño de ángulo de talud interrampa y global

2.4. Modos de falla

Falla Planar: Es la forma más simple de formación de bloques, constituido solamente por una estructura sub-paralela a la orientación de la cara de banco, pero con un buzamiento menor a la de la cara de banco; para que se origine la falla de este bloque se necesita que el ángulo de fricción sea menor al de la estructura.

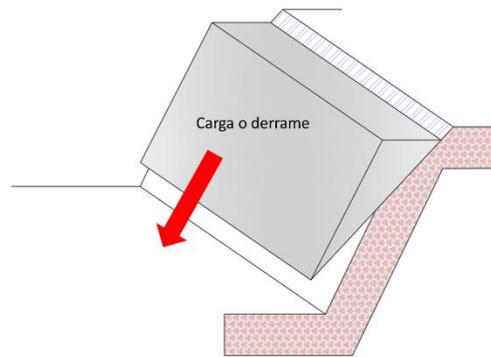


Figura 4. Cálculo de Factor de Seguridad para una falla planar

Falla en Cuña: Es la que se encuentra conformada por dos estructuras o discontinuidades, en donde la línea de intersección de estas dos estructuras debería presentar una orientación similar a la cara del talud.

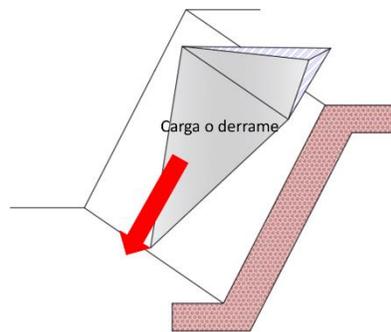


Figura 5. Cálculo de Factor de Seguridad para una falla tipo cuña

Falla por Vuelco: Ocurre cuando las estructuras son sub-paralelas a la cara del talud, pero que presentan buzamiento contrario a la cara de talud.

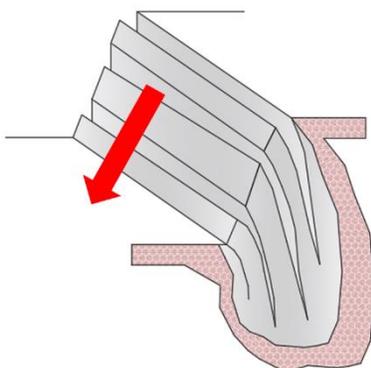


Figura 6. Falla tipo Vuelco o Toppling

2.4.1 Método de Dovelas - Slide

La complejidad de la geometría del talud, así como las condiciones variables del material y la presencia de cargas externas impiden desarrollar soluciones analíticas, por lo cual se hace necesario el uso de soluciones aproximadas.

En este escenario, se emplea el uso de los métodos de dovelas que consiste en discretizar la masa deslizante en “tajadas” (generalmente verticales) y considerar las relaciones de equilibrio dovela por dovela, de tal manera de que si el equilibrio se satisface para cada una al mismo tiempo se satisface para toda la masa deslizante.

De acuerdo a las simplificaciones de solución, se presenta distintos métodos de dovelas como se muestra en la **Tabla 2**.

Tabla 2. Consideraciones de equilibrio para los métodos de dovelas

Método	Fuerzas de equilibrio		Momento de equilibrio
	ΣX	ΣY	ΣM
Fellenius	Si	No	Si
Bishop simplificado	Si	No	Si
Jambu simplificado	Si	Si	Si
Corps of Engineers (1970)	Si	Si	No
Lowe-Karafiath (1960)	Si	Si	No

Método	Fuerzas de equilibrio		Momento de equilibrio
	ΣX	ΣY	ΣM
Método riguroso de Bishop	Si	Si	Si
Janbu generalizado	Si	Si	No
Spencer	Si	Si	Si
Morgenster – Price (1965)	Si	Si	Si

Para el desarrollo de solución entre fuerzas actuantes y fuerzas resistentes, es importante observar que para cada uno de los métodos se observa que el número de ecuaciones de equilibrio es menor que el número de incógnitas; por lo que se emplean distintos métodos para la resolución de la masa deslizante, los cuales se describirán a continuación.

Método de Fellinius (1965): Este método no considera las fuerzas de intersección que existe entre cada una de las dovelas, de tal manera que no satisface la ecuación de equilibrio. Se emplea para deslizamiento circular.

Método de Bishop (1955): Este método asume que todas las fuerzas cortantes para cada una de las dovelas van a presentar un valor igual a cero, de tal manera que reduce el número de incógnitas y origina que la solución este determinado solo en el equilibrio de fuerzas horizontales y momentos.

Método Riguroso de Bishop (1955): Considerando el primer método de Bishop, el cual no satisface la ecuación de momento de equilibrio, se plantea una nueva resolución del problema en donde se introduce una incógnita adicional que supone una distribución de fuerzas horizontales entre cada una de las dovelas que cumplan con las ecuaciones de equilibrio de fuerzas y momentos.

Método de Janbu (1954,1957 y 1973): Así como Bishop, Janbu considero que las fuerzas cortantes presentan un valor igual a cero, de tal manera que reduce el número

de incógnitas. Sin embargo, esto no condice a una solución exacto que no satisface el equilibrio de momento generado para cada una de las dovelas, por lo que se introduce un factor de corrección para dicha solución.

Método Generalizado de Janbu (1954,1957 y 1973): El método generalizado de Janbu asume que la ubicación de la línea de acción de las fuerzas horizontales entre cada una de las dovelas; sin embargo, Sama (1979) señala que la posición del esfuerzo normal para la última dovela no satisface las ecuaciones de equilibrio de momentos.

Método de Lowe y Karafiath (1960): El método de Lowe y Karafiath asume que las fuerzas de interacción para cada dovela se encuentran inclinadas y son iguales al promedio de la superficie del terreno y la superficie de deslizamiento en la base para cada una de estas. Asimismo, no satisface la ecuación de equilibrio de momentos y solo se emplea para superficies de falla circular.

Método de Spencer (1967): El método de Spencer satisface rigurosamente el equilibrio estático suponiendo que las fuerzas para cada una de las dovelas son constantes para cierto grado de inclinación, el cual es un valor que va a variar para cada una de las dovelas hasta que las resultantes de equilibrio de fuerzas y momentos coincidan. Satisface todas las condiciones de equilibrio y se cumple para una superficie circular.

Método de Corps of Engineers (1982): Este método considera que las direcciones de las fuerzas resultantes entre dovelas se superponen a la media de las fuerzas que se presentan en la superficie del talud o a la línea definida por los puntos de entrada y salida por la superficie de falla. Esta aproximación es similar al método de Lowe y Karafiath; sin embargo, no presenta una solución de equilibrio de momentos.

Método de Morgenstern y Price (1965): El método es similar al método de Spencer, exceptuando la inclinación de fuerzas resultantes para cada una de las dovelas, debido a que se infiere una función predeterminada para cada dovela, de tal manera que se puede variar la orientación de falla para cada una de estas. El método es empleado para diferentes superficies de falla (circular y no circular) y se resuelve mediante equilibrio de fuerzas y momentos.

En la **Tabla 3** se observa para que tipo de superficie de falla es recomendado cada uno de los métodos utilizados por el software Slide.

Tabla 3. Tipos de deslizamiento para cada uno de los métodos

Método	Tipo de superficie
Fellenius	Circular
Bishop simplificado	Circular
Jambu simplificado	Circular
Corps of Engineers (1970)	Circular y No – Circular
Lowe-Karafiath (1960)	Circular y No – Circular
Método riguroso de Bishop	Circular y No – Circular
Janbu generalizado	Circular y No – Circular
Spencer	Circular
Morgenster – Price (1965)	Circular y No – Circular

2.5. Clasificación Geomecánica

2.5.1 Rock Quality Designation - RQD

El Sistema Rock Quality Designation (Deere, 1964) consiste en asignar un porcentaje de clasificación al macizo rocoso de 0% (menos rigidez) a 100% (mayor rigidez), con el objetivo de medir la relación de porcentaje entre la suma de todas las partes con longitudes mayores a 10 cm dividido por la longitud total de la corrida de perforación y registrarlo dentro de un mismo dominio geotécnico que es definido por el tipo de litología.

Tabla 4. Valores de RQD (Deere,1964)

Descripción del índice de calidad de roca	Valor de RQD
Muy pobre	0 - 25
Pobre	25 - 50
Regular	50 - 75
Buena	75 - 90
Excelente	90 - 100

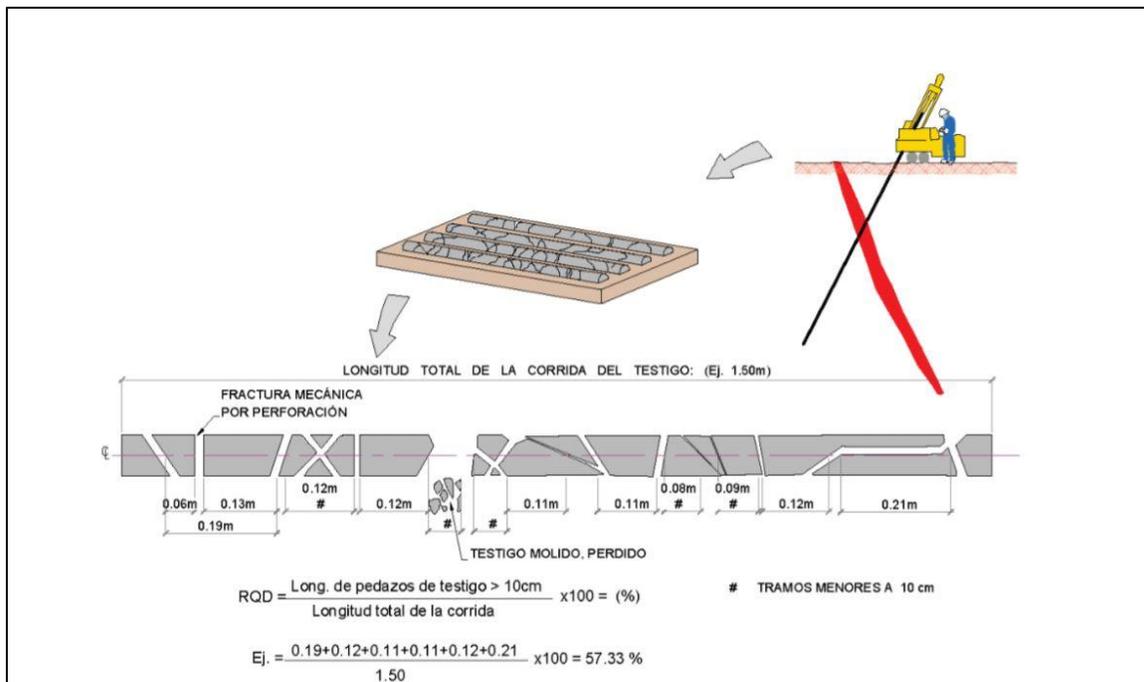


Figura 7. Proceso de cálculo de RQD en un testigo (ACG,2003)

2.5.2 Rock Mass Rating – Bieniawski (1976 y 1989)

El método de clasificación geomecánica más utilizado en los proyectos mineros para la determinación de calidad del macizo rocoso es el de Bieniawski (1976 y 1989). Esta metodología se define como la suma de puntajes que se le asigna a cinco parámetros importantes que representan la condición del macizo rocoso.

- RCS es la resistencia en compresión uniaxial de la roca intacta, en donde el puntaje varía de 0 (RCS < 1MPa) a 15 (RCS > 250 MPa).

- RQD es un parámetro definido por Deere (1967), en donde el puntaje asociado varía de 3 ($RQD < 25\%$) a 20 ($RQD \leq 100\%$).
- El Espaciamiento entre estructuras se define como la distancia perpendicular para las diferentes familias estructurales que pueden presentarse en el macizo rocoso. El puntaje asociado varía entre 5 ($s < 60 \text{ mm}$) a 20 ($s > 2 \text{ m}$).
- La Condición de estructuras (J_c) se define como las condiciones en las que se presenta las familias de discontinuidades.
- Humedad se refiere a las condiciones de agua que se presenta en el macizo rocoso, el puntaje asociado varía entre 0 – 10 en el sistema de RMR_{76} y de 0-15 en el sistema RMR_{89} .

El resultado obtenido de la suma de los cinco parámetros descritos define el valor de RMR, el cual se encuentra entre 0 a 100, y considera 5 clases:

- Macizo rocoso de calidad MUY MALA (Clase V, $0 \leq RMR \leq 20$)
- Macizo rocoso de calidad MALA (Clase V, $20 < RMR \leq 40$)
- Macizo rocoso de calidad REGULAR (Clase V, $40 < RMR \leq 60$)
- Macizo rocoso de calidad BUENA (Clase V, $60 < RMR \leq 80$)
- Macizo rocoso de calidad MUY BUENA (Clase V, $80 < RMR \leq 100$)

Tabla 5. Valores de RMR (Bieniawski,1989)

Descripción	RMR	Clase de Macizo Rcoso
Roca Muy Buena	81 -100	I
Roca Buena	61 – 80	II
Roca Regular	41 – 60	III
Roca Mala	21-40	IV
Roca Muy Mala	0-20	V

2.6. Método de Keyblock

El método de análisis de Keyblock (Goodman & Shi, 1985) es realizar la simulación en donde el bloque el cual está delimitado por juntas y otras discontinuidades que se presenta en el macizo rocoso y tiende a deslizarse por el plano de dirección más desfavorable al momento de realizar la excavación. Desde el punto de vista de estabilidad, el Keyblock significa el primer bloque de desplazamiento que se liberara del macizo rocoso y representa un riesgo operacional y de seguridad al momento de realizar el minado en la pared de un talud.

Por ello, al momento de realizar un diseño y realizar el mapeo de la cara de talud, es importante identificar el número y tamaño de las familias de discontinuidades que podrían originar el bloque más desfavorable, así como también identificar aquellos bloques de los cuales van a ser estable o inestables dependiendo de las condiciones de las cuales se encuentren, como son el plano de deslizamiento o el ángulo de fricción que presenten las juntas y/o discontinuidades.

2.6.1 Software SBLOCK

El SBlock (Esterhuizen, 2004) es un software estadístico que siguiendo la metodología del Keyblock (Goodman & Shi, 1985) permite determinar los bloques con mayor probabilidad de deslizarse en la pared un banco. El software tiene como finalidad obtener muchos bloques colocando aleatoriamente las estructuras en la pared del banco, para ello se necesita información probabilística de la orientación de las estructuras, el espaciamiento y la longitud o persistencia. Asimismo, es necesario ingresar las propiedades de resistencia de las estructuras (cohesión y fricción). En el cálculo, el software realiza un análisis combinatorio entre todas las familias de

discontinuidades (máximo 6 familias) en un banco de 200 m de longitud y obtiene los bloques con potencial de falla. Para ello, es importante la calibración de los parámetros usados en los bancos existentes, así como las características para cada una de las discontinuidades.

2.7. Criterios de Falla de Macizo Rocoso

2.7.1 Criterio de Rotura Hoek – Brown Generalizado

Para realizar el modelamiento del comportamiento de los macizos rocosos se emplean criterios de rotura a partir de la clasificación del macizo rocoso, siendo el criterio propuesto por Hoek & Brown (1988), y actualizado por Hoek, Carranza – Torres y Corkum (2002), en donde se toman en consideración la resistencia de la roca intacta y las constantes m_b , s y a , las cuales se estiman en función de la estructura y la condición de las discontinuidades del macizo rocoso, en donde se define el índice de resistencia geológica GSI.

La forma generalizada del criterio de falla Hoek & Brown es la siguiente:

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

Donde:

m_b , s y a son parámetros que dependen de las características del macizo rocoso.

σ_{ci} es la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta

σ'_1 , y σ'_3 son los esfuerzos efectivos axial y de confinamiento principales respectivamente.

Los parámetros m_b , s y a se determinan mediante las siguientes formulas empíricas aplicables a macizos rocosos disturbados y no disturbados.

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

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

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

La variable m_i de la fórmula anterior es la constante de la roca intacta, el cual fue estimado mediante los ensayos de compresión triaxial realizados en el laboratorio.

D es un factor de daño que depende del grado de alteración, en donde el macizo rocoso está sujeto por el daño por efecto de la voladura y relajación de presiones. Este factor varía entre 0 para macizos rocosos in-situ no disturbados hasta 1 para macizos rocosos muy disturbados.

2.7.1 Criterio de Rotura Mohr - Coulomb

El criterio de rotura de Mohr- Coulomb, quien los introduce por primera vez en 1773 y el cual fue introducido inicialmente para estudios de suelo, expresa la resistencia al corte a lo largo de un plano en un estado triaxial de tensiones, donde se obtiene la relación entre esfuerzos normal y tangencial actuantes al momento en que se produce la rotura de la roca.

La expresión matemática que define este criterio de rotura es el siguiente:

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

Donde:

τ y σ_n son esfuerzos tangencial y normal sobre el plano de ruptura

c y ϕ son la cohesión y ángulo de fricción del macizo rocoso

CAPITULO III Investigaciones geotécnicas de campo

Para realizar el diseño geotécnico es necesario la recopilación de trabajos geotécnicos realizados en el tajo, por lo que se consideró el mapeo geomecánico (75 estaciones geomecánicas de los años 2016 y 2018) y el logeo geotécnico (7257 metros lineales de sondajes).

3.1. Logeo geotécnico

Para la presente tesis, se realizó una compilación de logeo geotécnico (2018) que se registró con más de 7257 m de longitud. En la **Tabla 6**, se observa los taladros seleccionados para el diseño.

Tabla 6. Relación de taladros logeados geotécnicamente (2018)

Taladro	Este	Norte	Elevación (msnm)	Desde	Hasta	Longitud Logeada
PEATD00147	366756	8830068	4382	0	116	116
PEATD00164	367258	8830056	4313	25	122	97
PEATD00318	367402	8830278	4263	28	141	113
PEATD00386	367484	8830566	4061	112	225	113
PEATD00422	367435	8830616	4055	41	154	113
PEATDVSD-00020	367193	8830040	4312	24	136	113
PEATDON-00350	366997	8829906	4362	20	134	114
PEATDH400-00028	367232	8830600	4162	75	193	118
PEATDH400-00029	367232	8830600	4163	122	240	117
PEATDLM75-00483	367320	8830218	4175	6	125	119
PEATDLF70-00010	367331	8830049	4305	45	179	134
PEATD00321	367042	8830484	4219	51	193	142
PEATD00618	367098	8829824	4308	100	210	110
PEATDLM75-00685	367565	8830078	4225	39	168	129

Taladro	Este	Norte	Elevación (msnm)	Desde	Hasta	Longitud Logueada
PEATDLM75-00639	367522	8830076	4220	119	197	79
PEATDLY-00943	367484	8829799	4313	0	99	99
PEATDLY-00944	367484	8829798	4313	69	173	105
PEATD00059	367269	8829752	4312	28	122	93
PEATDON-00354	367503	8829946	4275	13	128	115
PEATDLM75-00756	367793	8829901	4256	48	150	102
PEATDLM75-00758	367794	8829901	4256	30	150	120
PEATD00325	366651	8830604	4207	16	127	111
PEATDLM75-00630	367206	8830033	4311	0	58	58
PEATDLM75-00640	367206	8830033	4311	0	124	124
PEATDLY-00941	367443	8829857	4306	0	132	132
PEATDLY-00945	367459	8829845	4307	0	171	171
PEATDLM75-00606	367198	8829764	4304	172	201	29
PEATDLM75-00765	367357	8830664	4056	0	73	73
PEATDON-00274	367105	8829835	4310	0	100	100
PEATDON-00297	367094	8829849	4315	0	104	104
PEATDON-00329	367078	8830280	4358	0	265	265
PEATDON-00343	367110	8829811	4301	23	77	54
PEATDON-00345	367178	8829765	4303	0	146	146
PEATDON-00347	367178	8829765	4303	0	145	145
PEATDON-00383	367279	8830356	4255	0	147	147
PEATDON-00403	367269	8830362	4255	0	178	178
PEATDON-00397	367300	8830320	4254	0	110	110
PEATDON-00255	367368	8830264	4275	26	109	84
PEATDON-00252	366648	8830606	4208	23	74	50
PEATDH400-00026	367231	8830601	4162	43	108	65
PEATDH400-00004	367782	8829891	4256	0	118	118
PEATD00594	366399	8830211	4302	0	116	116
PEATD00575	366919	8830192	4359	93	253	161
PEATD00525	366824	8830184	4352	67	178	111
PEATD00484	366738	8830149	4341	0	210	210
PEATD00465	366841	8830035	4388	48	176	128
PEATD00456	367436	8830616	4054	0	103	103
PEATD00454	366999	8830206	4362	0	103	103
PEATD00442	367036	8830103	4349	0	100	100
PEATD00440	367083	8830155	4349	0	102	102
PEATD00426	366965	8830151	4367	0	100	100
PEATD00384	366681	8830621	4208	0	97	97

Taladro	Este	Norte	Elevación (msnm)	Desde	Hasta	Longitud Logueada
PEATD00378	367486	8830567	4060	129	258	129
PEATD00325	366651	8830604	4207	0	99	99
PEATD00311	367404	8830277	4262	0	51	51
PEATD00269	366745	8830154	4342	0	174	174
PEATD00254	366907	8830186	4358	63	174	111
PEATD00245	367229	8830128	4339	0	102	102
PEATD00237	367440	8830094	4252	0	117	117
PEATD00229	367627	8830095	4231	0	114	114
PEATD00219	367516	8830076	4240	15	82	67
PEATD00209	367016	8830144	4377	0	124	124
PEATD00093	366937	8829989	4379	18	96	78
PEATD00040	367009	8830060	4363	0	60	60
PEATD00031	367149	8830185	4358	34	113	79
Longitud logueada total (m)						7257

3.2. Mapeo geomecánico

Para complementar la información geotécnica del logueo se realizó el mapeo geotécnico en diferentes zonas de la mina, de tal manera de que se pueda determinar las características de las discontinuidades y/o fallas presentes en el tajo. Asimismo, se registró la compilación de mapeos geomecánicos del año 2016 y 2018, en los cuales para el primero se tiene un total de 27 estaciones geomecánicas y para el año 2018 un total de 48 estaciones geomecánicas. En la **Tabla 7** se muestra las estaciones realizadas en campo.

Tabla 7. Relación de estaciones geomecánicas (2018 y 2016)

Estación Geomecánica	Este	Norte	Elevación (msnm)	Año
EG-1	367490	8829572	4372	2016
EG-2	367543	8829536	4390	2016
EG-3	367559	8829536	4385	2016
EG-4	367540	8829633	4363	2016
EG-5	367583	8829647	4344	2016

Estación Geomecánica	Este	Norte	Elevación (msnm)	Año
EG-6	367673	8829675	4299	2016
EG-7	367675	8829685	4285	2016
EG-8	367624	8829734	4274	2016
EG-9	367682	8830010	4119	2016
EG-10	367728	8830013	4116	2016
EG-11	367738	8830055	4070	2016
EG-12	367680	8830083	4062	2016
EG-13	367686	8830160	4021	2016
EG-14	367504	8830224	4038	2016
EG-15	367550	8830153	4016	2016
EG-16	367423	8829744	4251	2016
EG-17	367501	8829717	4282	2016
EG-18	367461	8829694	4284	2016
EG-19	367060	8829351	4315	2016
EG-20	367172	8829353	4322	2016
EG-21	367166	8829546	4318	2016
EG-22	367400	8829670	4299	2016
EG-23	367213	8829802	4273	2016
EG-24	367037	8829924	4344	2016
EG-25	367190	8830268	3932	2016
EG-26	367119	8830259	4146	2016
EG-27	366937	8829824	4367	2016
EG-28	367068	8829448	4266	2018
EG-29	367357	8829608	4274	2018
EG-30	367303	8829556	4276	2018
EG-31	367265	8829511	4275	2018
EG-32	367214	8829445	4276	2018
EG-33	367139	8829410	4279	2018
EG-34	367093	8829414	4284	2018
EG-35	367086	8829441	4268	2018
EG-36	367060	8829451	4266	2018
EG-37	367036	8829458	4264	2018
EG-38	366974	8829476	4264	2018
EG-39	366933	8829505	4264	2018
EG-40	366923	8829525	4264	2018
EG-41	367047	8829469	4258	2018
EG-42	367075	8829461	4258	2018

Estación Geomecánica	Este	Norte	Elevación (msnm)	Año
EG-43	367092	882945	4264	2018
EG-44	367101	8829655	4264	2018
EG-45	367139	8829694	4264	2018
EG-46	367073	8829668	4282	2018
EG-47	367114	8829695	4276	2018
EG-48	367129	8829709	4273	2018
EG-49	367135	8829753	4270	2018
EG-50	367217	8829489	4265	2018
EG-51	367239	8829512	4254	2018
EG-52	366865	8829432	4307	2018
EG-53	367169	8829409	4277	2018
EG-54	367126	8829429	4271	2018
EG-55	366872	8829618	4309	2018
EG-56	366901	8829669	4315	2018
EG-57	366880	8829596	4302	2018
EG-58	366894	8829623	4300	2018
EG-59	366969	8829616	4264	2018
EG-60	367011	8829621	4264	2018
EG-61	367040	8829596	4258	2018
EG-62	367080	8829618	4258	2018
EG-63	367116	8829672	4264	2018
EG-64	367109	8829451	4258	2018
EG-65	367128	8829448	4258	2018
EG-66	367161	8829449	4264	2018
EG-67	366985	8829432	4294	2018
EG-68	367029	8829425	4290	2018
EG-69	366936	8829445	4300	2018
EG-70	366915	8829458	4303	2018
EG-71	366871	8829522	4307	2018
EG-72	366941	8829652	4294	2018
EG-73	366989	8829660	4290	2018
EG-74	367005	8829658	4289	2018
EG-75	367028	8829652	4288	2018

CAPITULO IV. Geología

4.1. Ubicación

El área de influencia para el tajo abierto se emplaza en un área de 3.5 Km de longitud de E-W y 2.5 Km de N-S.



Figura 8. Ubicación del proyecto de la mina a cielo abierto

4.2. Geología regional

El yacimiento minero se ubica en los Andes Centrales del Perú, al Nor-Este de las Altiplanicies Interandinas que separa la Cordillera Occidental de la Cordillera Oriental, cuyas altitudes se encuentran entre los 3000 a 4460 msnm y perteneciente a la cuenca hidrogeográfica del Alto Huallaga. Las geformas presentan cumbres elevadas que en sus fondos presentan valles que han sido originados por la actividad glaciaria en forma de “U” con laderas que varían entre 35° a 70° de inclinación.

La zona de influencia de la mina se encuentra entre las quebradas San Gerardo y Laquia. La secuencia estratigráfica según INGEMMET (1996) presenta como basamento al Grupo Mitu, el cual está compuesto por areniscas y conglomerados. Asimismo, otra secuencia por debajo de esta se encuentra una sedimentación marina del Grupo Pucará compuesto de caliza gris y que se subdivide en las formaciones Chambará, Aramachay y Condorsinga. Posteriormente, se encuentra el Grupo Goyllarisquizga, el cual se encuentra compuesto por areniscas. Por último, se ubica la Formación Chulec compuestos por calizas, y subyaciendo las capas rojas de la Formación Casapalca. Estas unidades estratigráficas han sido intruidas por rocas intrusivas.

El contexto estructural y regional en la ubicación de la mina se proyectan varios sistemas de fallas. El primer sistema es la Falla Principal que tiene un rumbo de NS. Al sur se intercepta a otro sistema de fallas que tiene una orientación de NW-SE ubicado en la unión de la quebrada Pucayacu y Jabonera. Hacia el norte, se encuentra el sistema de fallas NW-SE entre las cumbres del Cerro Pumartanga y Uchunguyo. Finalmente, al oeste se proyecta un sistema de fallas con rumbo NE-SW.

4.3. Geología local

El tajo abierto se encuentra desarrollado en el flanco Este conformado por rocas sedimentarias e ígneas. La geología local se encuentra diferenciada en 8 unidades litológicas:

- Grupo Pucará: Unidades (A-B-C-D) de la Formación Chambará, (E) Formación Aramachay, (F) Formación Condorsinga y dolomías.
- Brecha Chértica

- Formación Goyllarisquizga: areniscas cuarzosas
- Basaltos
- Intrusivos: dacita, pórfido dacítico, cuarzo diorita con hornblenda o biotita.
- Skarn: mármol, sílice wollastonita, skarn de granates, sílice skarn, pirita – arcillas – skarn.
- Brecha Silícea: sílice masiva, brecha silícea, sílice – skarn – clorita, sílice terrosa.
- Brecha hidrotermal: brechas calcáreas, brechas heterolíticas, brechas monolíticas y brechas cársticas.

Las rocas carbonatadas del Grupo Pucará constituyen las principales unidades estratigráficas en donde se han diferenciado 6 unidades litológicas, las cuales son:

- **Unidad A:** Se encuentra al Este de la Falla 1 y consta de calizas con tonalidades grises a gris oscuras, micritas a esparíticas con niveles de dolomías finas, calcarenitas y volcánicos finos verdosos, también se observa limolitas dolomicritas compactas con tonalidad gris amarillenta. Esta unidad es la base de la Formación Chambará, aflorando al este y a lo largo de la Falla 1 con un espesor de hasta 200 m.
- **Unidad B:** Se ubica al Este de la unidad anterior definida por posición estratigráfica suprayacente. La principal característica es su color gris oscuro a negro, además de presentarse en estratos delgados con un espesor promedio que varía entre 10 a 20 cm y presencia de niveles lenticulares bituminosos, cuyo rumbo de estratificación en promedio es N20°W y su buzamiento de 71°NE. En litología, se caracteriza por la presencia de calizas micritas y dolomicritas gris oscuras a negras en estratos delgados a tabulares con niveles lenticulares bituminosos. Se caracteriza por presentarse en

diferentes lugares del tajo por la obliteración de marmolización y silificación en sus niveles más competentes. Esta unidad corresponde a la parte intermedia de la Formación Chambará.

- **Unidad C:** Esta unidad estratigráfica se ubica al Este de la zona de explotación del tajo y suprayace a la Unidad B. La litología se caracteriza por la presencia de calizas chrésticas monótonas grises micríticas a esparíticas en estratos con espesor de 0.50 a 1.50 m de espesor con rumbo de N5°W y un buzamiento de 78° al NE. Esta secuencia presenta una alta dureza y corresponde a la Formación Chambará.
- **Unidad D:** El afloramiento de esta unidad tiene una amplia distribución al Oeste de la Falla 1. La litología comprende caliza beige de tonalidad clara. Esta secuencia tiene estratos que varían de 0.2 a 0.8 m de espesor, con ligera meteorización y con erosión diferencial. La estratificación de las calizas tiene un rumbo de N50°W y un buzamiento promedio de 65° al SW. Los estratos de los afloramientos de las calizas tienen un rumbo de N30°W y un buzamiento de 65° SW, en el sector Norte del tajo abierto. Esta unidad estratigráfica infrayace a la formación Aramachay y hace contacto con la arenisca de la formación Goyllarizquisga.
- **Unidad E:** Es la unidad litológica es la que guía la mineralización del tajo abierto por sus características litológicas que consta de calizas negras micríticas, margas a lutitas negras. En muchos lugares, las características de este conjunto rocoso son obliterada por la marmolización, silificación, sílice-sericita – arcillas, etc. Asimismo, la roca se encuentra conformada por calizas recristalizadas con decoloración, teniendo a tonalidades claras sin llegar a mármol (decalcificación). Estas rocas corresponden a la Formación Aramachay del grupo Pucará.

- **Unidad F:** Se encuentra en los niveles superiores del Grupo Pucar denominado como la Formacin Condorsinga. Consta de calizas gris a gris claras de mudstone a packstone con horizontes fosilferos y niveles dolomticos.
- a) **Dolomas:** Se le observa en diversa posicin estratigrfica dentro del Grupo Pucar, adems se caracteriza por su tonalidad gris clara, variando de dolomicrita a doloesparita con estratificacin definida y compacta. Debido a la alteracin, se observa que la estratificacin es la que caracteriza a todo el Grupo Pucar.
- b) **Brecha Chrica:** Esta unidad litolgica se encuentra ubicada entre el Grupo Pucar y el Grupo Goyllarisquizga. Segn las caractersticas litolgicas que presenta, se puede observar brechas chrticas rojizas con fragmentos de chert, calizas de tamao regular con formas que van de anguloso a subanguloso, as como la presencia de una matriz calcrea a silcea, en la cual predomina los fragmentos y matriz calcreos en comparacin con la matriz silcea. La coloracin es blanquecina a grisceo producto a la alteracin slice-sericita -halloysita o serpentina, respectivamente.
- c) **Areniscas Cuarzosas:** Esta unidad litolgica corresponde a parte del Grupo Goyllarisquizga que se caracteriza por la predominancia de areniscas con presencia de granos de cuarzos del tamao de arena. Algunos niveles tienen abundantes granos de feldespatos o elementos arcillosos, adquiriendo la denominacin de arcosas. Las caractersticas litolgicas y de estratificacin se encuentran definidas, debido a que existen reas con una fuerte alteracin hidrotermal formando brechas con matriz de slice, sericita y arcillas (halloysita, montmorillonita y caolinita). Por debajo del nivel 4000, la alteracin ha obliterado con fuerte intensidad la roca original, formando

brechas silíceas y sílice masiva, en las cuales se observa la presencia de granos de cuarzo.

- d) Basaltos:** Esta unidad sub-volcánica a volcánica se encuentra ubicada al Sur- Oeste del tajo abierto. Está constituida por basaltos grises a verdosos, en donde se encuentra constituida por vacuolas verdosas de zeolias con indicios de flujos que engloba fenocristales de olivion, limeñita y magnetita.

El conjunto de rocas intrusivas tiene forma de diques sub - paralelos de dirección principal Norte-Sur, lo cual evidencia un control estructural de los diques. Se observa en tres lugares, los cuales son el primero en la parte Central de Santa Bárbara; el segundo, en la parte Sur y a lo largo de la Falla Principal y la tercera al Sur. Con respecto a las características litológicas, se puede observar que se encuentra definidas por la presencia de cuarzo en forma de fenocristales que son dacita y pórfido dacita.

- e) Dacita:** Se caracteriza por presentar fenocristales de feldespatos y muy poca presencia de cuarzo. Se pueden encontrar dos variedades: La primera con predominio de biotita y la segunda con mayor porcentaje de hornblenda.
- f) Pórfido Dacítico:** Se caracteriza por la abundancia de fenocristales de cuarzo y, además, se observa las dos variedades que se pueden presentar, los cuales son biotita y hornblenda.
- g) Cuarzo Diorita:** Está constituido por cristales alargados de feldespatos de tamaño de hasta 6 milímetros con algunos fragmentos de cuarzo y agregados de cristales como son biotitas negras con variedades de colores verduzcos y blanquecinos transparentes rodeados de una matriz microcristalina de color grisáceo y compuesta de plagioclasas y cuarzo fino.

En el siguiente grupo litológico, se encuentra asociado a la alteración metasomática de contacto con el grupo de rocas de tipo skarn. Las principales que se definen son:

- h) Mármol:** La roca es de coloración blanquecina de textura cristalizada -esparítica con fuerte reacción con el ácido clorhídrico (HCL) y se ha observado dos tipos principales: mármol calcáreo y mármol dolomítico. Asimismo, se observa una textura de caliza fosilífera (bivalvos) y nódulos irregulares de sílice gris (chert) bordeados de wollastonita blanquecina y calita.
- i) Sílice – Wollastonita:** Esta asociación mineralógica forma parte del sistema skarn cálcico y es de color gris claro a blanco lechoso con textura brechoide de agregados masivos y, ocasionalmente, de textura fibrosa radial de wollastonita.
- j) Skarn de granates:** El Skarn que se encuentra presente en el yacimiento se caracteriza por la presencia de granates marones y verdes con un grado de alteración de media a fina, así como de coloración marrón claro con tonalidades amarillentas (andradita) de aspecto sacaroideo, así como también pueden presentar de color verde (grosularia), la cual es de cristalización fina. El skarn de piroxenos es escaso en el yacimiento y se encuentra asociado a granates verdes afaníticos de una tonalidad clara y con muy poca presencia de sulfuros. Por último, el skarn de magnetita se encuentra asociados a granates verdes, así como también a la pirita; sin embargo, se le puede encontrar menos frecuente en la pirrotita.
- k) Sílice – Skarn:** Esta asociación mineralógica se encuentra constituida por sílice de granos finos y masiva con skarn con una relación de porcentaje de 7 a 3. La sílice se encuentra asociada a wollastonita y arcillas; en cambio, el skarn se presenta en venillas.

- l) **Pirita – arcillas – skarn:** La siguiente asociación mineralógica está constituida por pirita fina masiva, variando entre 80 y 30%; arcillas blanquecinas que van del 10 a 30% y skarn verde de grano mediano a fino que va de 0 a 20%. En algunas zonas, la pirita está reemplazando o adquiriendo la forma pseudomórfica de macrogranates.

La siguiente litología es del sistema silíceo y se caracteriza por relacionarse a la alteración sílice -sericita-halloysita observada al Oeste de la Falla Principal. Las litologías definidas son:

- a) **Sílice Masiva:** Esta litología principal se encuentra constituida por sílice masivo fino de color blanquecino que ha reemplazado en forma total al protolito que fue la caliza. Cuando el protolito corresponde a arenisca o brecha crética, los granos o fragmentos de sílice son factibles de reconocer, además el color de la roca es blanco y de alta dureza, masivo compacto y habiendo perdido los signos de sedimentación original.
- b) **Brecha Silícea:** Se caracteriza por su color blanquecino de textura brechada y constituida por fragmentos sub-redondeados a sub-angulares de tamaños variables, desde milímetros hasta centímetros. Asimismo, engloba fragmentos de areniscas, así como de calizas del Grupo Pucará, dependiendo del protolito brechado.
- c) **Sílice – skarn – clorita:** Esta asociación litológica consta principalmente por sílice gris a blanquecino masivo, en una primera etapa seguida por venas a vetillas de skarn verde acompañada de vetillas de clorita y en algunas zonas con hematita. Esta asociación mineralógica está alienada y relacionada a un fuerte fracturamiento que se encuentra asociada a la mineralización.

d) Sílice terrosa: Esta litología consta de sílice gris blanquecino suelto constituido por elementos de sílice que han sido pobremente cementados por arcillas en escasa proporción. En ciertos lugares, se puede observar un fuerte fracturamiento.

Las rocas del sistema de brechas hidrotermales y relacionadas al último evento de alteración – mineralización han sido diferenciadas según las siguientes unidades:

e) Brechas calcáreas: Esta unidad consta de fragmentos sub-angulosos a sub-redondeados de calizas y mármol. En algunas zonas, los fragmentos son monolíticos y en otros sectores son heterolíticos de tamaños variados. La matriz es calcárea y de coloración gris a gris oscura en ciertas zonas con presencia escasa de pirita

f) Brechas heterolíticas: Esta unidad se presenta de color gris claro a plumizo de textura brechada, constituidas por fragmentos sub-angulosos de calizas negras, sílice – blanquecino, sílice con venillas de sílice – pirita y calcita. Los tamaños de los fragmentos varían en tamaño y están englobados en una matriz de color negro bituminosos de raya suave y sedosa, además de estar acompañados de pirita diseminada. La mineralización está emplazada en la matriz en forma de venillas, diseminada o formas sub-redondeadas que son crecimiento o reemplazamiento de mena.

g) Brechas monolíticas: Esta unidad litológica es muy parecida a la brecha heterolítica y la única diferencia radica en que los fragmentos solos son de una litología de la cual puede ser caliza o intrusivo, en donde este último es el más predominante.

h) Brechas kársticas: Este conjunto de unidades litológicas está constituido por fragmentos de calizas, mármol, sílice, skarnoides e intrusivos. Los fragmentos de brechas son sub-angulosos a sub-redondeados y se diferencian de otras brechas por la

presencia en la matriz de sedimentos sub-horizontales de material carbonatado con fragmentos de mineral. En algunos casos, el material está constituido por sedimentos laminares de sílice – sericita y arcillas, lo cual implica la mezcla de dos procesos kársticos calcáreos y kársticos hidrotermales.

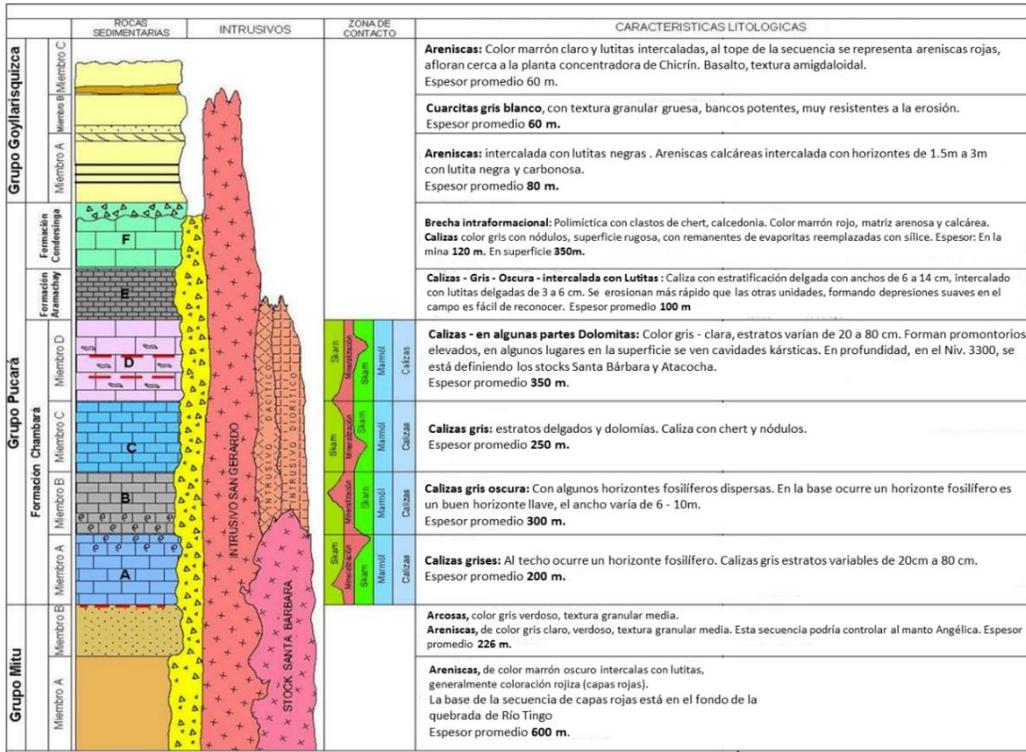


Figura 9. Columna litológica de la zona de proyecto de la mina a cielo abierto

4.4. Geología Estructural

4.4.1 Estructuras Mayores

Se definen cinco fallas principales que afectan al diseño geotécnico del tajo, las cuales se describen y detallan a continuación:

- **Falla Principal:** En superficie este sistema de fallas se muestra en una zona de daño con el desarrollo de brechas tectónicas con potencias superiores a 1m. Asimismo, se caracteriza por ser la que controla la mineralización en

dirección de N-S y un buzamiento de 80° de Este – Oeste, con movimiento inverso entre las caras de la falla, con un espesor de 3 a 4 metros de roca cizallada con presencia de arcillas.

- **Falla 13:** Presenta tendencia preferencial de NO-SE, el cual evidencia en superficie un desplazamiento de sentido normal y un buzamiento de 60-65° al NE. Esta estructura aparentemente corta la continuidad de la mineralización, por lo que muestra un flujo mineralizante sub-vertical, por lo que se podría encontrar la posibilidad de encontrar la continuidad de la mineralización al noreste y al suroeste de la falla 13.
- **Falla E-O:** Este sistema muestra un patrón de fallas con tendencia preferencial E-O y fragmenta a la mineralización en bloques tanto al sur como al norte; notándose un bloque más profundo hacia el sector norte probablemente controlado por una estructura E-O paralelo al eje de la quebrada ubicada al sur del tajo abierto.
- **Falla NO-SE:** Este sistema muestra un patrón de fallas con tendencia preferencial NO-SE y, la continuidad de estas fallas, en profundidad, aparentemente corta la continuidad de la mineralización, específicamente en el sector suroeste del área.
- **Falla NE-SO:** Este sistema muestra un patrón de fallas con tendencia preferencial NE-SO, este sistema de fallas se ubica al norte de la proyección del Tajo, muestra una amplia zona de daño con fracturamiento paralelo asociado y, aparentemente la proyección de estas fallas, en profundidad, controla la mineralización del sector sur.

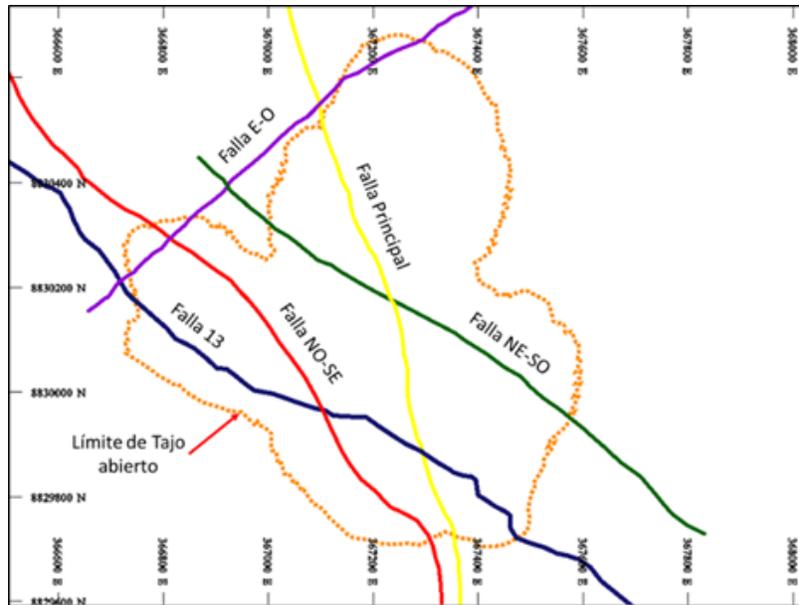


Figura 10. Modelo de Estructurales principales

4.4.1 Estructuras Menores

Con respecto a las estructuras menores, se puede observar que las rocas estratificadas como la caliza, brecha y mármol presentan una orientación de 71/245 (buzamiento/dirección de buzamiento). La característica que presenta esta estratificación es la persistencia de la discontinuidad, en donde es mayor a 25 m y se caracteriza por presentar rellenos blandos de hasta 5 mm que conlleva a desencajarse de manera susceptible con la voladura.

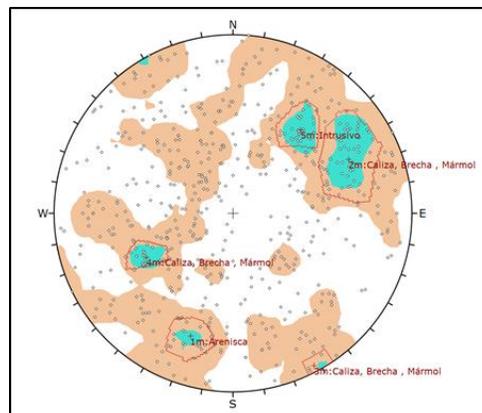


Figura 11. Modelo de Estructurales menores

Tabla 8. Dip y Dip Direction de las familias de discontinuidades

Unidad Litológica	Dip (°)	Dip Direction (°)
Arenisca	72	19
Caliza, Brecha, Mármol – F1	71	245
Caliza, Brecha, Mármol – F2	88	332
Caliza, Brecha, Mármol – F3	57	63
Intrusivo	62	219

4.4. Modelo Litológico

El tajo abierto presenta 8 tipos de litología como son brecha hidrotermal, caliza, clástica, brecha silícea, intrusivo, silícea masiva, mármol y skarn. En donde, las litologías predominantes son calizas, brechas y mármol (35%), intrusivo (20%) y areniscas (45%).

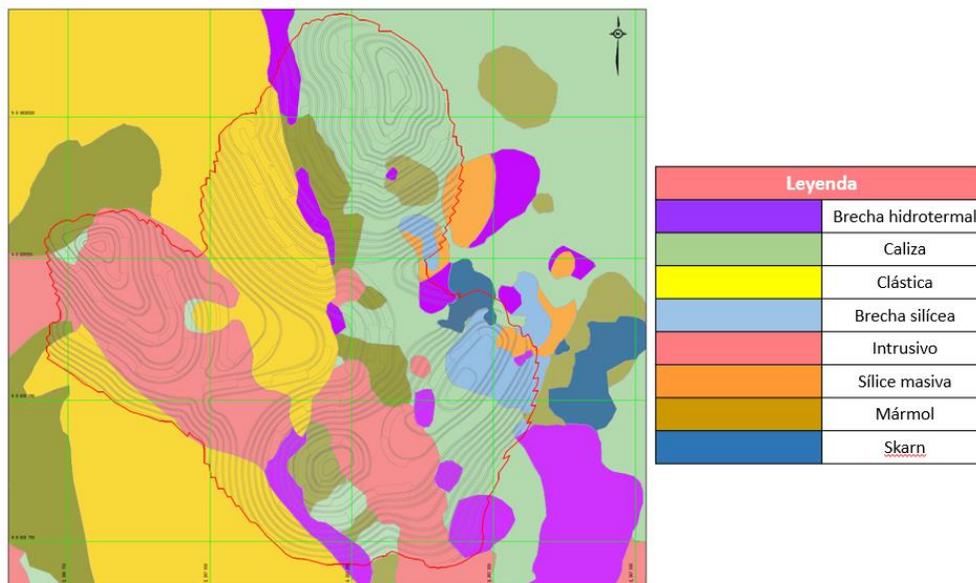


Figura 12. Modelo litológico

4.3. Modelo Hidrogeológico

Se determinó que en la mayor parte del tajo se presentan zonas en donde la humedad en las paredes es alta, debido a las características de fracturamiento de la roca y porosidad de la arenisca. Asimismo, se muestra que la distribución anual estimada para

el tajo es de 951mm considerando la data acumulada entre 1950 – 2017 que indican que la precipitación es estacional y los meses en donde se presentan mayor precipitación son entre Setiembre y Abril (75%) durante la temporada de lluvias y, los valores más bajos registrados de precipitación son entre los meses de mayo y Agosto (25%)

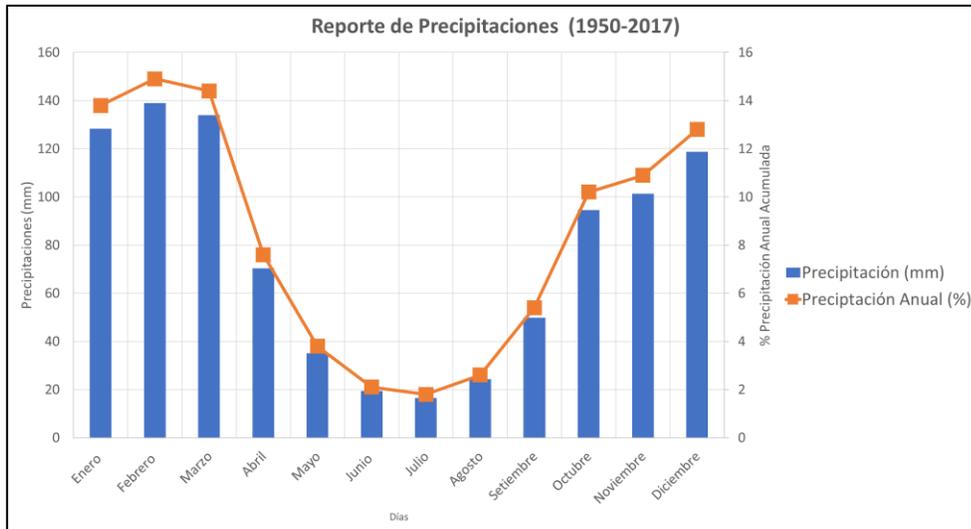


Figura 13. Pared Nor-Oeste del tajo actual



Figura 14. Pared Nor-Oeste del tajo actual

CAPITULO V. Macizo Rocosos

5.1. Resistencia de la roca intacta

5.1.1 Resistencia a la compresión simple (RCS)

El ensayo de compresión simple permite determinar la resistencia unidireccional no confinada de la roca y/o resistencia a la compresión simple.

Tabla 9. Resultados de resistencia a la compresión simple para unidad litológica

Unidad Litológica	Resistencia a la Compresión Simple (MPa)
Clástica	50
Mármol	67
Caliza	53
Intrusivo	77
Zona de falla	32

5.1.2 Resistencia a la compresión triaxial

Este ensayo se caracteriza por representar las condiciones de las rocas intactas in situ sometidas a esfuerzos confinantes mediante la aplicación de presión hidráulica uniforme alrededor de la muestra, de tal manera que permite determinar la envolvente de falla o envolvente máxima de resistencia del material de roca intacta. En la **Tabla 10** se muestran los resultados de laboratorio de compresión triaxial.

Tabla 10. Resultados de compresión triaxial

Intrusivo		Caliza		Arenisca	
σ_1 (MPa)	σ_3 (MPa)	σ_1 (MPa)	σ_3 (MPa)	σ_1 (MPa)	σ_3 (MPa)
173.59	1.50	77.51	1.50	84.00	1.00
152.02	3.00	89.82	2.50	75.68	2.50
205.33	6.00	108.37	5.00	107.62	5.00
52.54	1.50	67.17	1.50	42.22	1.00
60.51	3.00	98.47	2.50	80.31	2.50

Intrusivo		Caliza		Arenisca	
72.33	6.00	117.65	5.00	113.68	5.00
64.93	1.50	89.96	1.50	76.28	1.00
76.37	3.00	114.85	2.50	116.33	2.50
97.09	7.00	132.59	5.00	136.21	5.00
113.07	1.00	41.84	1.50	-	-
104.99	1.50	73.24	2.50	-	-
177.62	2.00	127.95	5.00	-	-
151.45	2.50	82.53	1.00	-	-
-	-	95.33	1.50	-	-

5.1.3. Resistencia a la tracción indirecta

El ensayo de tracción indirecta o también conocido como el ensayo “brasileño” tiene como objetivo determinar la resistencia a tracción indirecta de las muestras cilíndricas sometidas a una fuerza de compresión aplicada durante toda la longitud de la muestra, de tal manera de que la fuerza resultante origina que la probeta falla por tracción. En la **Tabla 11** se observa el número de ensayos considerados para cada unidad litológica.

Tabla 11. Resultados de tracción indirecta

Unidad Litología	Número de ensayos válidos	Promedio σ_t (MPa)
Arenisca	17	4.7
Caliza	15	9.1
Intrusivo	16	4.7

5.2. Resistencia de las discontinuidades

Las discontinuidades son características propias del macizo rocoso que lo definen como un material anisotrópico y que origina la reducción de las propiedades de resistencia del macizo rocoso. Asimismo, estas estructuras se pueden encontrar desde diaclasas, estratos y estructuras de fallas, las cuales pueden ser locales y regionales.

Para la caracterización de estas estructuras se realizó el ensayo de corte directo en discontinuidades para diferentes unidades litológicas como se muestra en la **Tabla 12**.

Tabla 12. Propiedades de cohesión y fricción para cada litología

Unidad litológica	Angulo de fricción (°)	Cohesión (kPa)
Caliza (Fracturas menores)	31	0
Intrusivo (Fracturas menores)	30	0
Arenisca (Fracturas menores)	28	0
Falla	25	50

5.3. Clasificación geomecánica

El soporte de los cálculos de RMR se realizó a partir de la base de datos de los taladros geotécnicos y estaciones geomecánicas realizadas en campo. Asimismo, la calidad de la roca es muy variable debido a la intensa actividad tectónica que origina que las rocas como caliza presenten un alto grado de fracturamiento, intemperismo y alteración en zonas donde se interceptan las fallas o entran en contacto con el intrusivo. Las estadísticas de RMR₈₉ para los diferentes tipos de rocas se presentan a continuación:

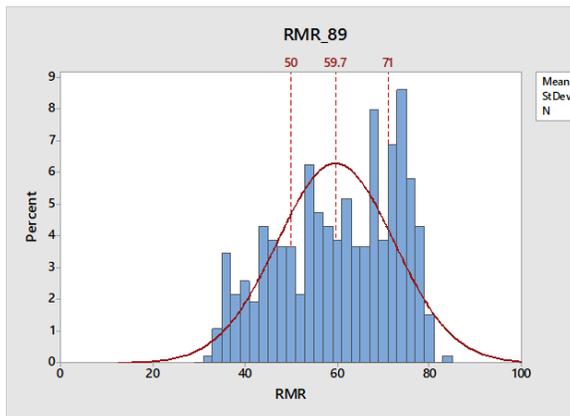


Figura 15. Estadísticas de RMR₈₉ para la caliza

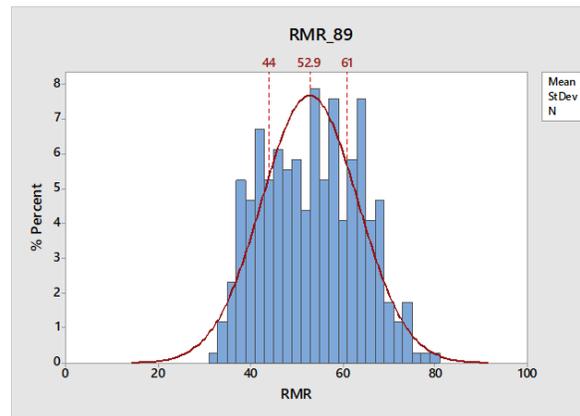


Figura 16. Estadísticas de RMR₈₉ para la roca clástica

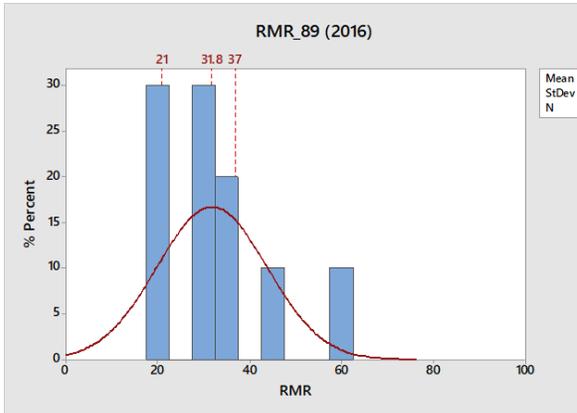


Figura 17. Estadísticas de RMR₈₉ para el conglomerado

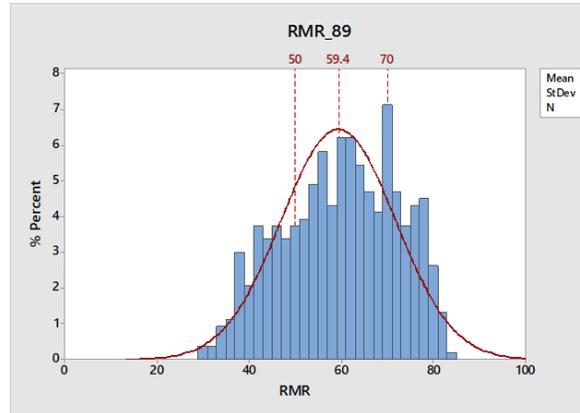


Figura 18. Estadísticas de RMR₈₉ para el intrusivo andesítico

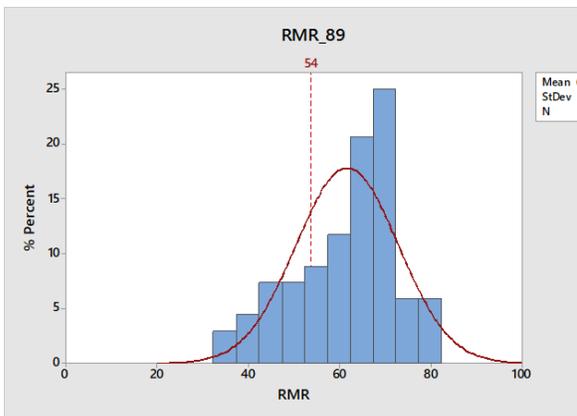


Figura 19. Estadísticas de RMR₈₉ para el mármol

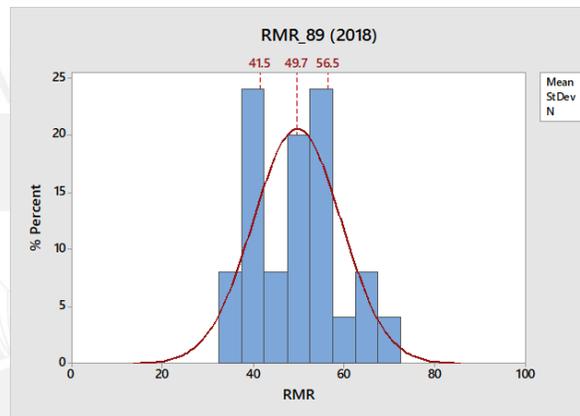


Figura 20. Estadísticas de RMR₈₉ para la brecha

5.4. Dominios geotécnicos

5.4.1. Dominio Geotécnico I

El Dominio Geotécnico I estaría conformado por las litologías de calizas, brechas y mármol que presenta valores medios de RQD que varían entre 55-80%, resistencia a la compresión uniaxial (UCS) que varía entre 70 a 80 MPa, densidad promedio de 2.70 gr/cm³. El espaciamiento entre discontinuidades es de 6 a 30 cm con un promedio de 29 cm para dicho dominio. Las superficies entre discontinuidades se presentan medianamente rugosas que varían entre duras a blandas y con separación menor a 1

mm y sin presencia de agua (estado seco). El RMR_{76} para este dominio geotécnico presenta un rango entre 45 – 60.



Figura 21. Dominio Geotécnico – I (Calizas, brechas y mármol)

Figura 22. Caracterización del logeo geomecánico para el Dominio Geotécnico – I

A continuación, se presenta las estadísticas realizadas para el Dominio Geotécnico – I (Calizas, brecha y mármol)

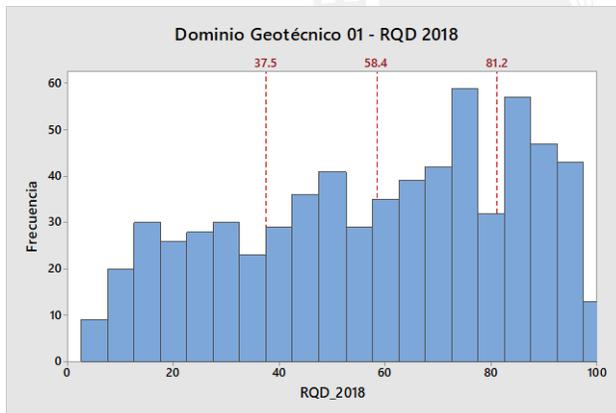


Figura 23. Estadísticas de logeo RQD DG -I (2018)

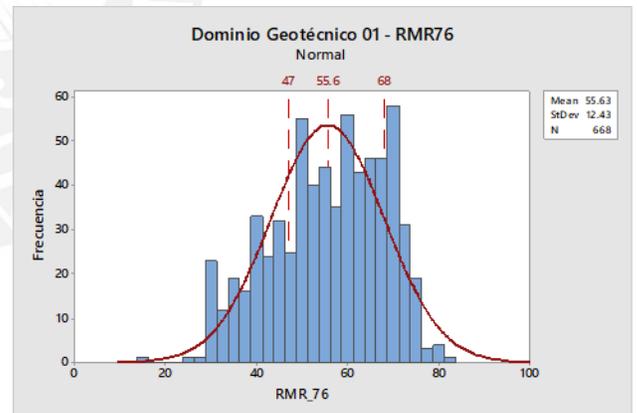


Figura 24. Estadísticas de RMR_{76} DG -I

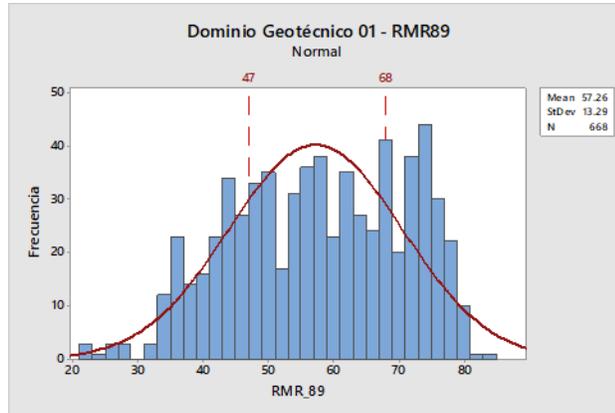


Figura 25. Estadísticas de RMR₈₉ DG -I

5.4.2. Dominio Geotécnico II

El Dominio Geotécnico II se encuentra conformado por la litología de intrusivo, el cual presenta una resistencia a la compresión que varía entre 80 – 120 MPa y una valorización de RQD entre 65 – 85%. El espaciamiento entre las discontinuidades se encuentra entre 50 – 300 mm y las características de las juntas se presentan como superficies medianamente rugosas con separación menor de 1 mm, además que se presenta superficies con relleno blando que varía entre 1-5 mm de espesor. Con respecto a las condiciones de agua, se presenta en estado húmedo como agua intersticial en las superficies de las paredes. El RMR₇₆ para este dominio geotécnico presenta un rango entre 50 – 65.

A continuación, se presenta las estadísticas realizadas para el Dominio Geotécnico – II.



Figura 26. Dominio Geotécnico – II (Intrusivo)



Figura 27. Caracterización del logeo geomecánico para el Dominio Geotécnico - II

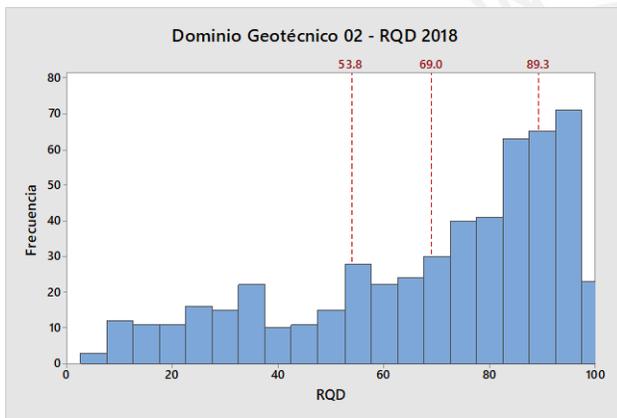


Figura 28. Estadísticas de logeo RQD DG -II (2018)

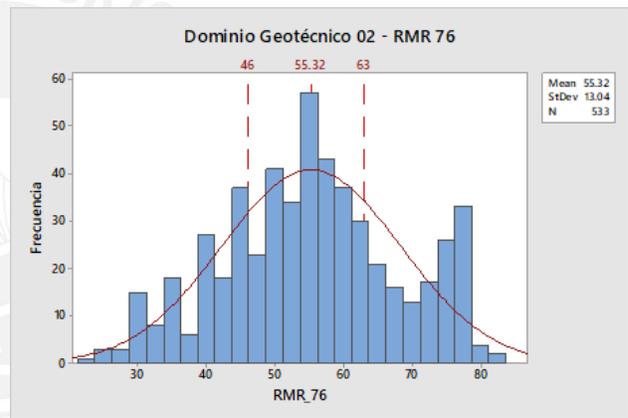


Figura 29. Estadísticas de logeo RMR₇₆ DG -II

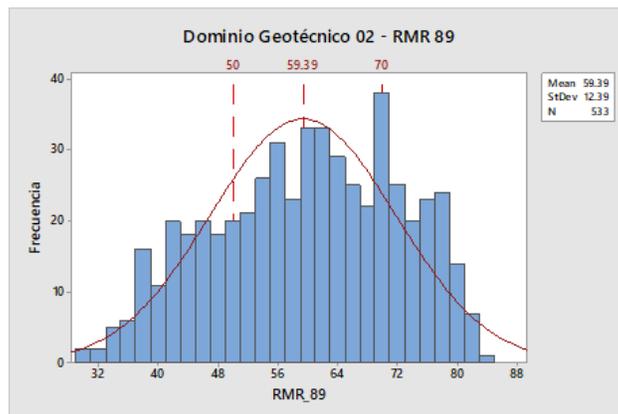


Figura 30. Estadísticas de logeo RMR₈₉ DG -II

5.4.3. Dominio Geotécnico III

El Dominio Geotécnico III estaría conformado por areniscas, las cuales presentan valores medios de RQD que varían entre 45 - 60%, resistencia a la compresión uniaxial (UCS) varía entre 40 a 70 MPa, densidad promedio de 2.60 g/cm³. El espaciamiento entre discontinuidades es de 0.3 a 1 m con un promedio de 0.8 m para dicho dominio. Las superficies entre discontinuidades se presentan medianamente rugosas que varían entre duras a blandas, y con separación menor a 1 mm y con presencia de agua entre las caras de las discontinuidades (estado húmedo). El RMR₇₆ para este dominio geotécnico presenta un rango entre 40 - 50



Figura 31. Dominio Geotécnico – III (Arenisca)



Figura 32. Caracterización del logueo geomecánico para el Dominio Geotécnico - III

A continuación, se presenta las estadísticas realizadas para el Dominio Geotécnico – III (Calizas, Brechas y Mármol).

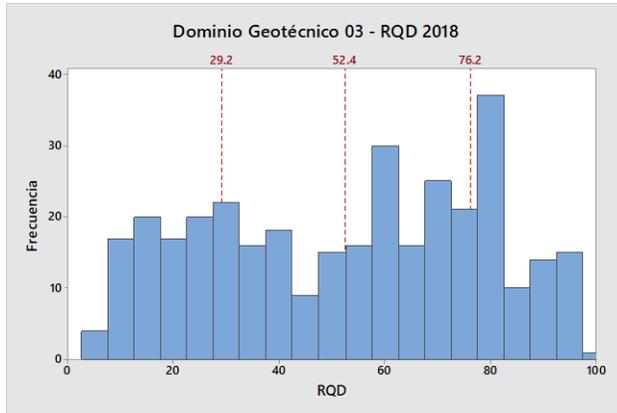


Figura 33. Estadísticas de logeo RQD DG -III (2018)

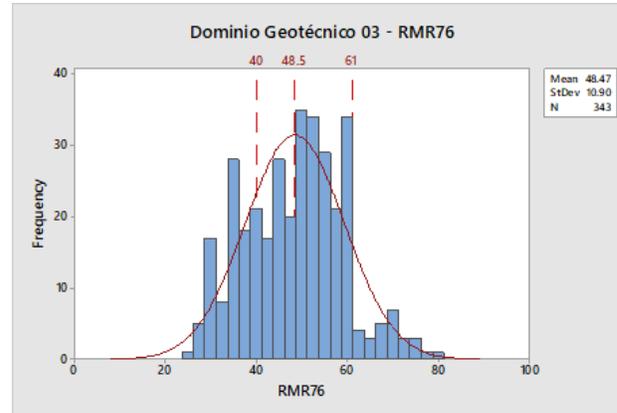


Figura 34. Estadísticas de logeo RMR₇₆ DG -II

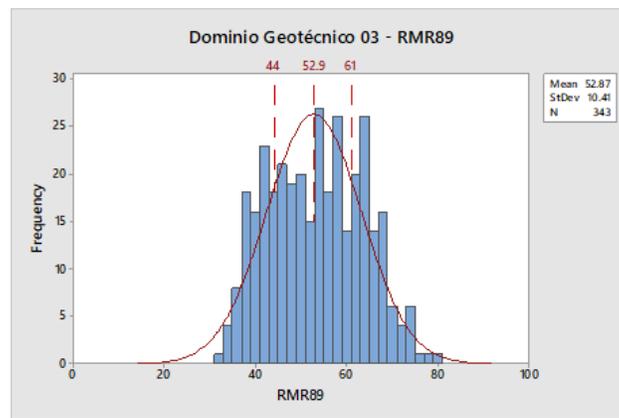


Figura 35. Estadísticas de logeo RMR₈₉ DG -II

5.5. Dominios estructurales

Para la definición de los dominios estructurales se consideró la información disponible a partir de los mapeos geomecánicos, de tal manera de que esta se encuentra conformada principalmente por las principales familias de discontinuidad y fallas locales que conforman el modelo litológico encontrados para el tajo. Para el Dominio Estructural – I, se presenta la ubicación de las estaciones geomecánicas en coordenadas WGS 84.

Tabla 13. Estaciones geomecánicas para el Dominio Estructural - I

Estación Geomecánica	Este	Norte	Elevación (msnm)	Litología	Año
EG-1-DG-I	367068	8829447	4266	Caliza	2018

Estación Geomecánica	Este	Norte	Elevación (msnm)	Litología	Año
EG-2-DG-I	367357	8829607	4273	Caliza hidrotermal	2018
EG-3-DG-I	367303	8829555	4276	Caliza	2018
EG-4-DG-I	367265	8829511	4274	Caliza	2018
EG-5-DG-I	367214	8829444	4275	Caliza	2018
EG-6-DG-I	367138	8829409	4279	Caliza	2018
EG-7-DG-I	367093	8829414	4284	Caliza	2018
EG-8-DG-I	367085	8829440	4267	Caliza silificada	2018
EG-9-DG-I	367060	8829450	4265	Caliza silificada	2018
EG-10-DG-I	367035	8829457	4264	Caliza	2018
EG-11-DG-I	366973	8829475	4264	Caliza	2018
EG-12-DG-I	366932	8829505	4264	Brecha	2018
EG-13-DG-I	366922	8829525	4264	Brecha	2018
EG-14-DG-I	367046	8829469	4258	Caliza	2018
EG-15-DG-I	367074	8829460	4258	Caliza	2018
EG-16-DG-I	367092	882944	4264	Caliza	2018
EG-17-DG-I	367100	8829654	4264	Caliza	2018
EG-18-DG-I	367139	8829693	4264	Caliza	2018
EG-19-DG-I	367072	8829667	4282	Caliza	2018
EG-20-DG-I	367113	8829695	4276	Caliza	2018
EG-21-DG-I	367128	8829709	4273	Caliza	2018
EG-22-DG-I	367134	8829753	4270	Caliza	2018
EG-23-DG-I	367216	8829489	4264	Brecha	2018
EG-24-DG-I	367238	8829511	4253	Caliza	2018
EG-25-DG-I	367490	8829572	4372	Caliza	2016
EG-26-DG-I	367543	8829536	4390	Caliza	2016
EG-27-DG-I	367559	8829536	4385	Caliza	2016
EG-28-DG-I	367540	8829633	4363	Caliza	2016
EG-29-DG-I	367583	8829647	4344	Caliza	2016
EG-30-DG-I	367673	8829675	4299	Caliza	2016
EG-31-DG-I	367675	8829685	4285	Caliza dolomítica	2016
EG-32-DG-I	367624	8829734	4274	Caliza	2016
EG-33-DG-I	367682	8830010	4119	Caliza	2016
EG-34-DG-I	367728	8830013	4116	Caliza	2016
EG-35-DG-I	367738	8830055	4070	Caliza	2016

Estación Geomecánica	Este	Norte	Elevación (msnm)	Litología	Año
EG-36-DG-I	367680	8830083	4062	Caliza	2016
EG-37-DG-I	367686	8830160	4021	Caliza	2016
EG-38-DG-I	367504	8830224	4038	Caliza	2016
EG-39-DG-I	367550	8830153	4016	Caliza	2016
EG-40-DG-I	367423	8829744	4251	Caliza	2016
EG-41-DG-I	367501	8829717	4282	Caliza	2016
EG-42-DG-I	367461	8829694	4284	Caliza	2016
EG-43-DG-I	367060	8829351	4315	Caliza	2016
EG-44-DG-I	367172	8829353	4322	Caliza	2016
EG-45-DG-I	367166	8829546	4318	Caliza	2016
EG-46-DG-I	367400	8829670	4299	Caliza	2016
EG-47-DG-I	367213	8829802	4273	Caliza	2016
EG-48-DG-I	367037	8829924	4344	Caliza	2016
EG-49-DG-I	367190	8830268	3932	Caliza	2016
EG-50-DG-I	367119	8830259	4146	Caliza	2016
EG-51-DG-I	366937	8829824	4367	Caliza	2016

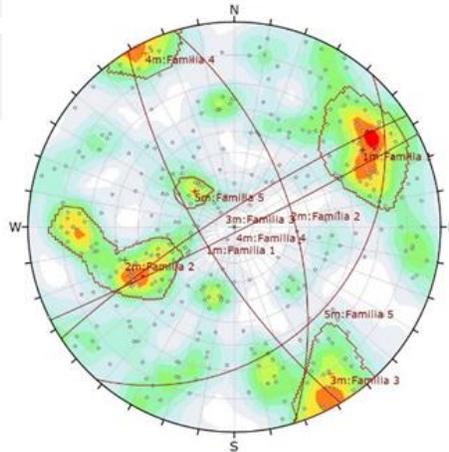


Figura 36. Concentración de polos para el Dominio Estructural – I (Calizas, brechas y mármol)

Tabla 14. Familias principales para el Dominio Estructural - I

Familia	Dip (°)	Dip Direction (°)
1	72	239
2	58	73
3	81	327
4	87	153

Familia	Dip (°)	Dip Direction (°)
5	29	132

Para el Dominio Estructural – II, se presenta la **Tabla 15** la ubicación de las estaciones geomecánicas en coordenadas WGS 84

Tabla 15. Estaciones geomecánicas para el Dominio Estructural -II

Estación Geomecánica	Este	Norte	Elevación (msnm)	Litología	Año
EG-1-DG-II	366864	8829431	4306	Intrusivo	2018
EG-2-DG-II	367169	8829409	4276	Intrusivo dasítico	2018
EG-3-DG-II	367125	8829429	4271	Intrusivo	2018
EG-4-DG-II	366871	8829618	4309	Intrusivo	2018
EG-5-DG-II	366901	8829669	4315	Intrusivo	2018
EG-6-DG-II	366880	8829595	4302	Intrusivo	2018
EG-7-DG-II	366894	8829623	4300	Intrusivo	2018
EG-8-DG-II	366969	8829616	4264	Intrusivo	2018
EG-9-DG-II	367011	8829621	4264	Intrusivo	2018
EG-10-DG-II	367040	8829596	4257	Intrusivo	2018
EG-11-DG-II	367080	8829617	4258	Intrusivo	2018
EG-12-DG-II	367116	8829671	4264	Intrusivo	2018
EG-13-DG-II	367109	8829451	4258	Intrusivo	2018
EG-14-DG-II	367128	8829448	4258	Intrusivo	2018
EG-15-DG-II	367161	8829448	4264	Intrusivo	2018

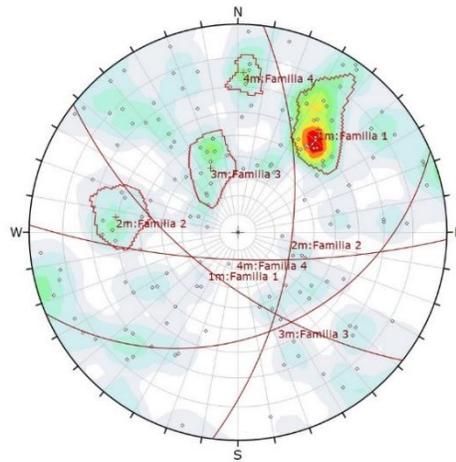


Figura 37. Concentración de polos para el Dominio Estructural – II (Intrusivo)

Tabla 16. Estaciones geomecánicas para el Dominio Estructural - II

Familia	Dip (°)	Dip Direction (°)
1	64	218
2	61	97
3	37	157
4	75	182

Para el Dominio Estructural – III, se presenta la ubicación de las estaciones geomecánicas en coordenadas WGS 84

Tabla 17. Estaciones geomecánicas para el Dominio Estructural - III

Estación Geomecánica	Este	Norte	Elevación (msnm)	Litología	Año
EG-1-DG-III	366985	8829431	4294	Arenisca	2018
EG-2-DG-III	367028	8829424	4290	Arenisca	2018
EG-3-DG-III	366935	8829444	4300	Arenisca	2018
EG-4-DG-III	366914	8829457	4302	Arenisca	2018
EG-5-DG-III	366871	8829521	4306	Arenisca	2018
EG-6-DG-III	366940	8829651	4294	Arenisca	2018
EG-7-DG-III	366988	8829660	4289	Arenisca	2018
EG-8-DG-III	367005	8829658	4288	Arenisca	2018
EG-9-DG-III	367028	8829652	4287	Arenisca	2018

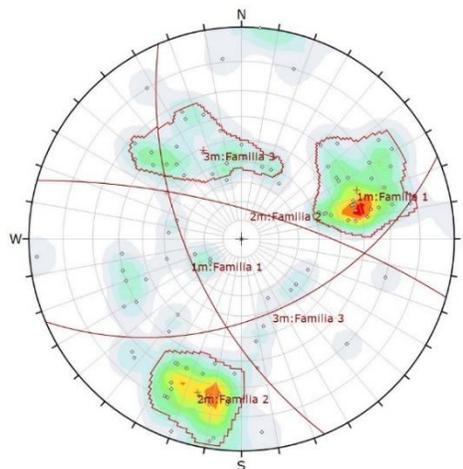


Figura 38. Concentración de polos para el Dominio Estructural – III (Arenisca)

Tabla 18. Estaciones geomecánicas para el Dominio Estructural -II

Familia	Dip (°)	Dip Direction (°)
1	61	247
2	74	16
3	49	157

En Figura 39 se presentan 3 dominios geoestructurales para el diseño del tajo abierto, en donde en la zona Este se presenta el DE-1 que está delimitado por la unidad litológica de las calizas, las cuales pertenecen a la formación Condorsinga, Aramachay y Chambará; y delimitadas por la Falla Principal y la Falla NO – SE, la cual se intercepta con la Falla 13 en la zona sur del tajo. Por otro lado, el DE-2 se encuentra delimitado por la Falla 13 y el contacto litológico que existe entre las areniscas y el intrusivo. Por último, el DE-3 está conformado por las areniscas o la unidad litológica denominada Clástica, la cual se encuentra dividida en dos partes, debido a que el intrusivo divide a esta última unidad litológica.

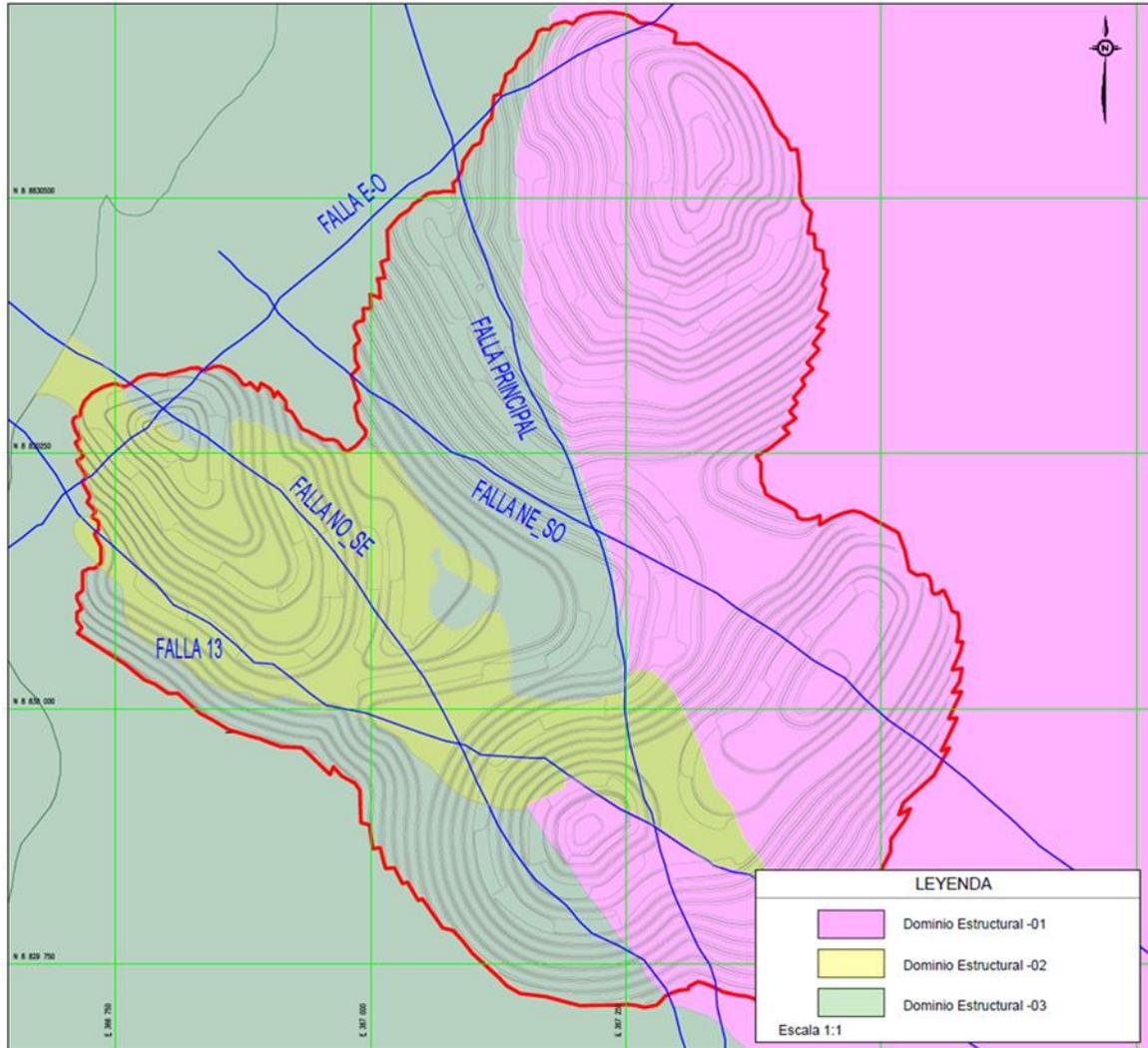


Figura 39. Dominios estructurales para el tajo abierto (Escala 1:4000)

5.6. Parámetros de resistencia del macizo rocoso

A partir de la información obtenida de los ensayos de laboratorio, se procedió a estimar los parámetros de resistencia del macizo rocoso. Estos se procesaron utilizando el software RocData 3.0 (Rocscience). Se realizó un ajuste para el criterio de Hoek – Brown. En la siguiente tabla se presenta un resumen de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso a partir de los resultados obtenidos.

Tabla 19. Propiedades de macizo rocoso para cada Dominio Geotécnico

Unidades Litológicas	Roca Intacta		Macizo Rocosó					
	Densidad (KN/m ³)	UCS (MPa)	GSI	Hoek - Brown				
				mb	s	a	Em (GPa)	v
Caliza, brecha, mármol	26.1	67	59	2.77	0.0105	0.503	16	0.20
Intrusivo	26.6	77	55	2.41	0.0067	0.504	14	0.25
Arenisca	24.5	53	46	1.45	0.0025	0.508	9.5	0.28

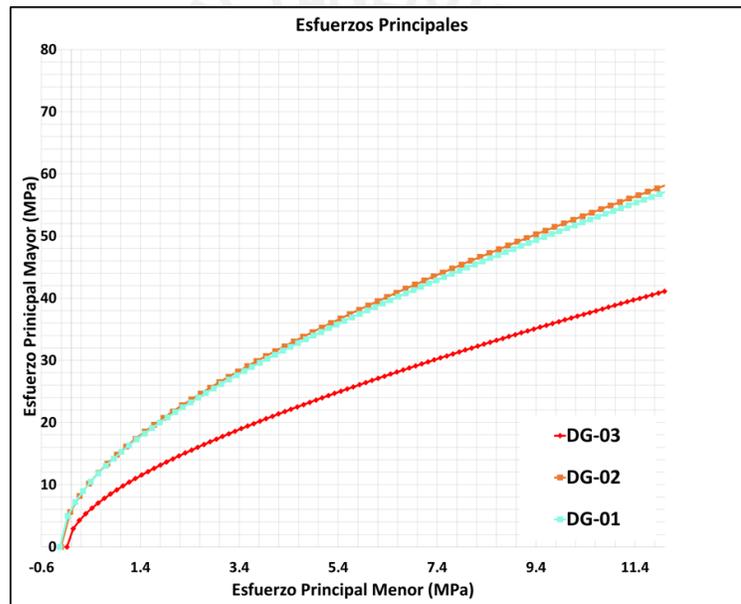


Figura 40. Envolvente de falla para el Criterio de Hoek - Brown

CAPITULO VI. Diseño y análisis de estabilidad de Taludes

6.1. Criterios de aceptabilidad

Los criterios de diseño están basados en los factores de seguridad utilizados en la industria minera como guía de recomendación al momento de realizar un diseño de tajo

abierto. Los criterios de aceptabilidad se detallan por Read & Stacey (2009) y se detallan en la **Tabla 20**.

Tabla 20. Criterios de aceptabilidad para el diseño de talud (Read & Stacey,2009)

Escala	Consecuencia de la Falla	Factor de Seguridad (mínimo)		Probabilidad de falla (máx.) $P(FoS \leq 1)$
		Estático	Dinámico	
Banco	Baja - Alta	1.1	N/A	25-50%
Interrampa	Baja	1.15 - 1.2	1.0	25%
	Media	1.2	1.0	20%
	Alta	1.2 - 1.3	1.1	10%
Global	Baja	1.2 - 1.3	1.0	15-20%
	Media	1.3	1.1	5-10%
	Alta	1.3 - 1.5	1.1	$\leq 5\%$

6.1.1. Curvas paramétricas de diseño geotécnico de talud global

Esta metodología consiste en realizar el análisis de equilibrio límite haciendo variar la orientación de los taludes en un rango de 30° con el objetivo de determinar el ángulo de talud para cada sector. Asimismo, se realizó la variación de la inclinación del ángulo y altura de talud, de tal manera de que se obtenga el factor de seguridad para cada combinación generándose la curva paramétrica de diseño en función del factor de seguridad.

Para el Dominio Geotécnico - I se realizó un análisis para una altura de talud global de 250 m, así como también se estableció un análisis a nivel de interrampa para una altura de 50 m y 100 m. Asimismo, las orientaciones que se estableció para el DG-I va desde 0° hasta 360° para cada 30° de orientación. En las siguientes gráficas, se muestran los resultados del análisis de equilibrio límite para curvas de diseño.

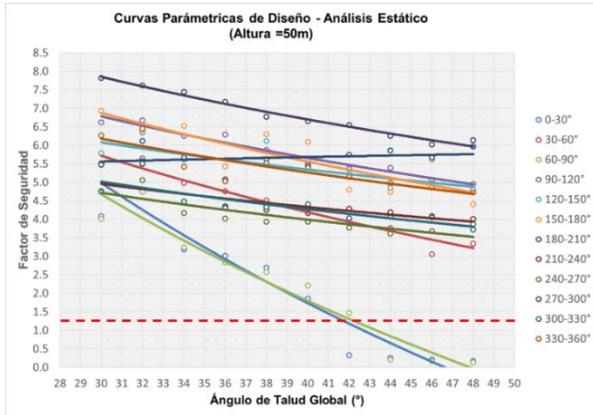


Figura 41. Curvas paramétricas de diseño de interrampa en condiciones estáticas (Altura = 50m)

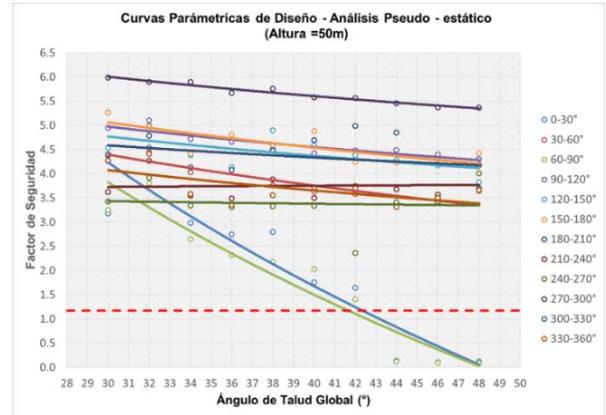


Figura 42. Curvas paramétricas de diseño de interrampa en condiciones pseudo – estáticas (Altura = 50m)

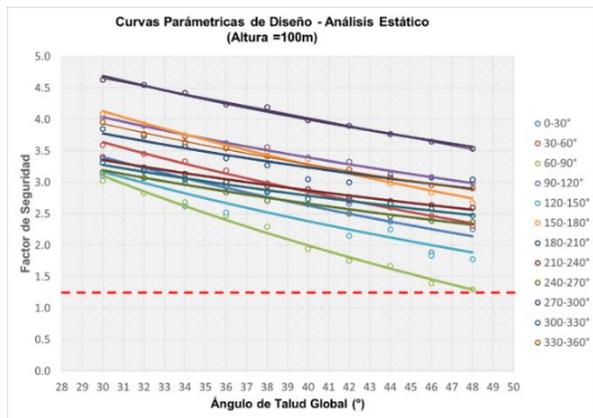


Figura 43. Curvas paramétricas de diseño de interrampa en condiciones estáticas (Altura = 100m)

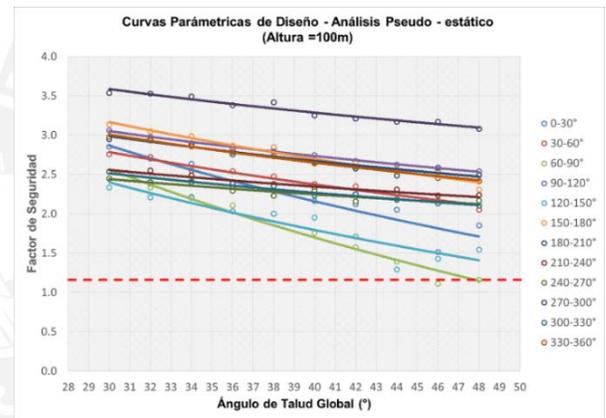


Figura 44. Curvas paramétricas de diseño de interrampa en condiciones pseudo – estáticas (Altura = 100m)

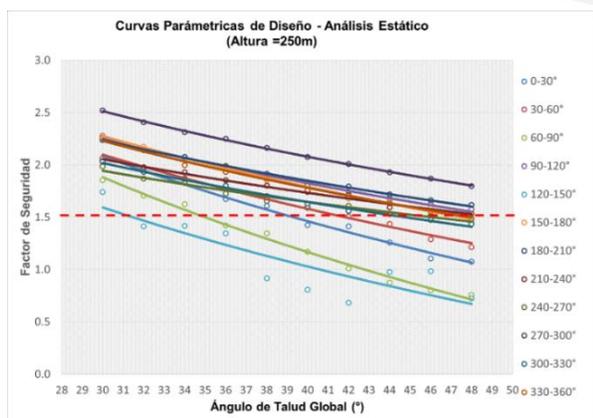


Figura 45. Curvas paramétricas de diseño de talud global en condiciones pseudo – estáticas (Altura = 250m)

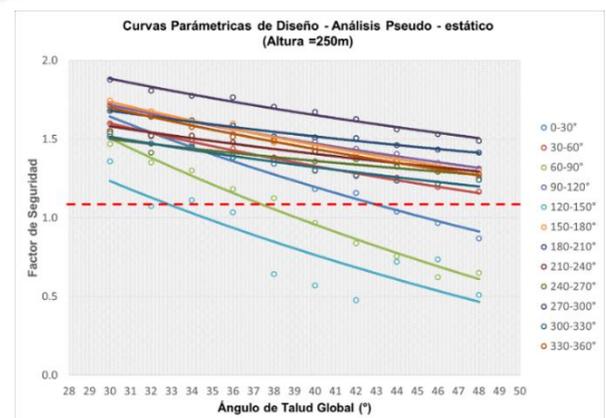


Figura 46. Curvas paramétricas de diseño de talud global en condiciones pseudo – estáticas (Altura = 250m)

Para el Dominio Geotécnico - II, se realizó un análisis de talud global de 200 m de altura, así como también se estableció un análisis a nivel de interrampa para unas alturas de 50 m y 100 m. Asimismo, es importante resaltar que para el análisis anisotrópico solo se tomó en consideración las orientaciones en donde se presentará el DG-II. Para ello, las orientaciones que se presentan son 90°, 120°, 150°, 210°, 270°, 300°, 330° y 360°. Por otro lado, las orientaciones restantes no se consideran, debido a que no se presenta análisis anisotrópico para dichas orientaciones en el tallo.

Asimismo, los factores de seguridad para alturas interrampa de 50 y 100 m se considera con un valor de 1.3 para análisis estático y 1.1 para análisis pseudo-estático.

En las siguientes gráficas, se muestra un conjunto de curvas de diseño en donde se puede apreciar los ángulos para niveles de interrampa y globales.

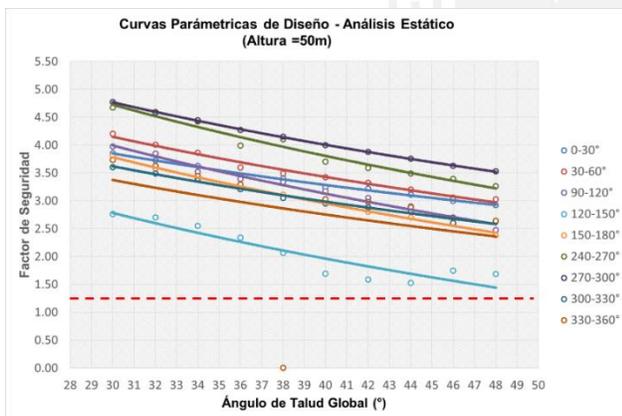


Figura 47. Curvas paramétricas de diseño de interrampa en condiciones estáticas (Altura = 50m)

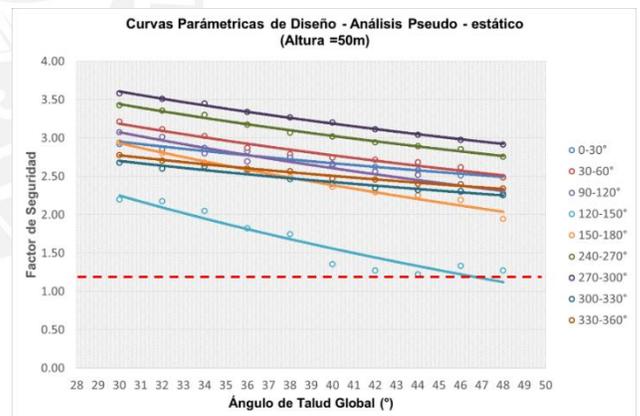


Figura 48. Curvas paramétricas de diseño de interrampa en condiciones pseudo – estáticas (Altura = 50m)

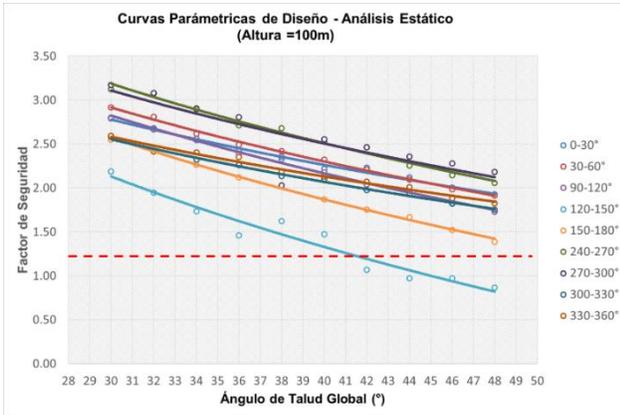


Figura 49. Curvas paramétricas de diseño de interrampa en condiciones estáticas (Altura = 100m)

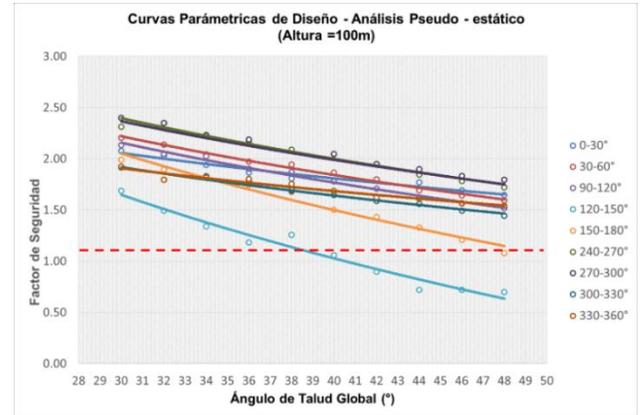


Figura 50 Curvas paramétricas de diseño de interrampa en condiciones pseudo – estáticas (Altura = 100m)

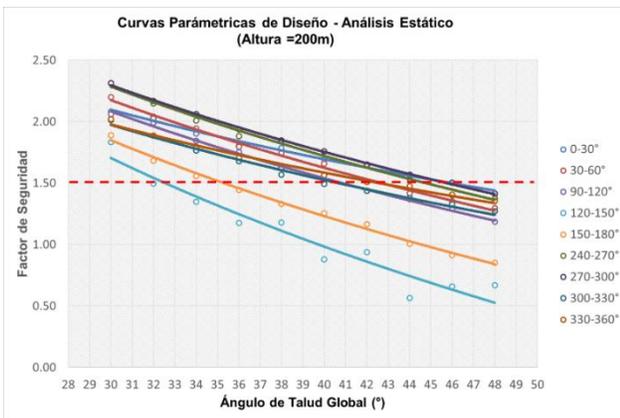


Figura 51. Curvas paramétricas de diseño de talud global en condiciones estáticas (Altura = 200m)

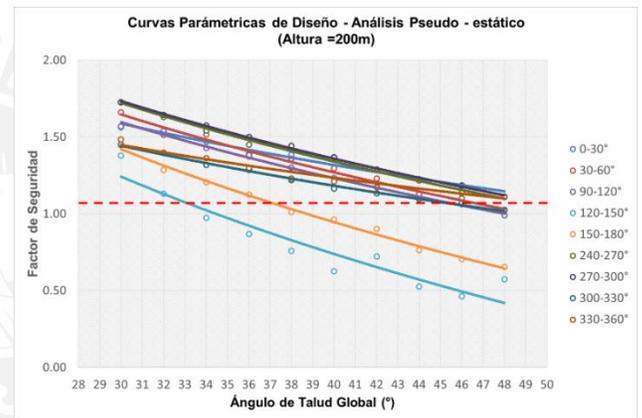


Figura 52. Curvas paramétricas de diseño de talud global en condiciones estáticas (Altura = 200m)

Para el Dominio Geotécnico III se realizó un análisis solo para nivel interrampa de 50 m, debido a que para alturas mayores a esta el FS se encuentra por debajo de 1.1 y no sería factible el diseño para dichas alturas. Por ello, se considera para sectores en donde se presente el DG-III alturas máximas de 50 m, sin considerar un ángulo de talud global para dichas zonas debido al potencial de falla que se presentan.

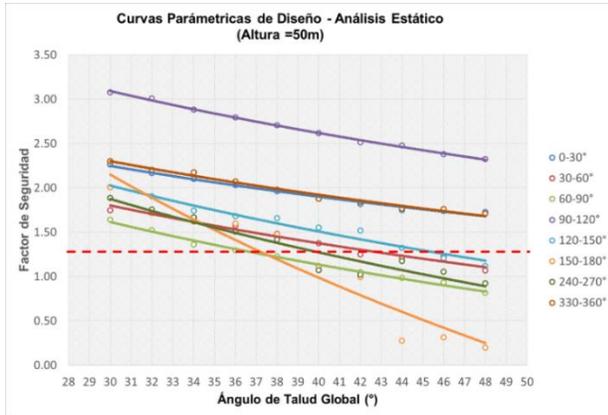


Figura 53. Curvas paramétricas de diseño de interrampa en condiciones estáticas (Altura = 50m)

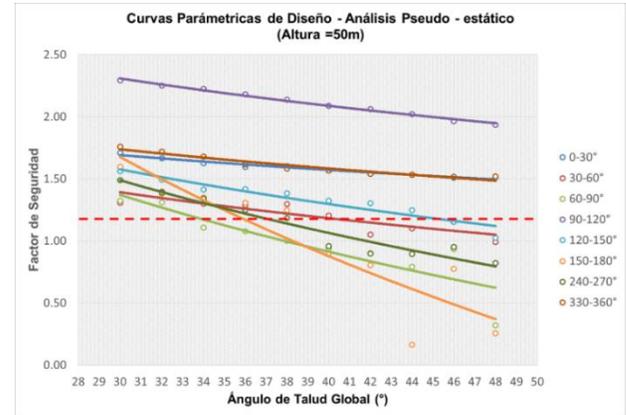


Figura 54. Curvas paramétricas de diseño de interrampa en condiciones pseudo – estática (Altura = 50m)

En la **Tabla 21**, se presentan los resultados obtenidos para todas las orientaciones posibles, así como también usar el valor del ángulo más conservador para el diseño del talud y teniendo en consideración la profundidad donde se encuentra el sector de diseño. Como se determinó para el DG-I, la profundidad máxima para el diseño es de 250 m; para el DG-II se presenta una profundidad máxima de 200 m y para el DG-III una altura máxima de diseño de 50m.

Tabla 21. Ángulos interrampa y talud global para diferentes orientaciones de banco

Dominio Geotécnico (DG)	Orientación	Ángulo Interrampa Máximo (°)	Ángulo Interrampa Máximo (°)	Ángulos globales Máximo	
		Altura = 50 m	Altura = 100 m	Ángulo (°)	Altura Máxima
DG – I	000-030	41	50	39	250
	030-060	44	45	41	250
	060-090	42	42	35	250
	090-120	<55	<50	48	250
	120-150	<55	<50	32	250
	150-180	<55	<50	47	250
	180-210	<55	<50	49	250
	210-240	<55	<50	48	250
	240-270	<55	<50	45	250
270-300	<55	<50	48	250	

Dominio Geotécnico (DG)	Orientación	Ángulo Interrampa Máximo (°)	Ángulo Interrampa Máximo (°)	Ángulos globales Máximo	
		Altura = 50 m	Altura = 100 m	Ángulo (°)	Altura Máxima
	300-330	<55	<50	49	250
	330-360	<55	<50	47	250
DG - II	000-030	<65	<65	47	200
	030-060	<65	<65	43	200
	090-120	<65	<55	41	200
	120-150	47	42	32	200
	150-180	<65	48	35	200
	240-270	<65	<60	45	200
	270-300	<65	<60	46	200
	300-330	<65	<60	41	200
	330-360	<65	<60	43	200
DG - III	000-030	48	-	-	50
	030-060	44	-	-	50
	060-090	37	-	-	50
	090-120	<60	-	-	50
	120-150	47	-	-	50
	150-180	38	-	-	50
	210-240	37	-	-	50
	330-360	<65	-	-	50

***Para el DG-III solo se presentará ángulos interrampa con altura igual a 50m**

Con respecto a la tabla anterior, se muestra que para el DG-I y DG-II se va a presentar los ángulos máximos con los cuales se puede realizar el diseño para taludes interrampa y global tomando en consideración las condiciones estáticas y pseudo-estáticas en función del FS.

Por otro lado, se muestra que para ciertas orientaciones el ángulo interrampa va ser estable para ciertos ángulos menores que 60° y 65°, debido a que en dichas orientaciones los factores de seguridad se va encontrar por encima de 1.1. Sin embargo, para el DG-III solo se cumple un nivel de seguridad para ángulos interrampa con altura de 50 m, debido a que para alturas mayores el FS se muestra por debajo de 1.1.

6.2. Análisis cinemático para el ángulo de banco

Para la evaluación de estabilidad a nivel de banco, se realizó un análisis cinemático (Dips 6.0, Rocscience), a partir de los sistemas de discontinuidades establecidos en los dominios estructurales y con las orientaciones de la cara de taludes para el diseño de tajo. Asimismo, se estableció orientaciones cada 30° para las orientaciones de las caras de los taludes, de tal manera de que se realiza el diseño del tajo.

Se determinaron curvas de diseño para diferentes ángulos de banco según el tipo de litología para una altura de banco de 6 m, así como teniendo como límite un porcentaje de probabilidad de ocurrencia del 20% para el diseño del ángulo de banco.

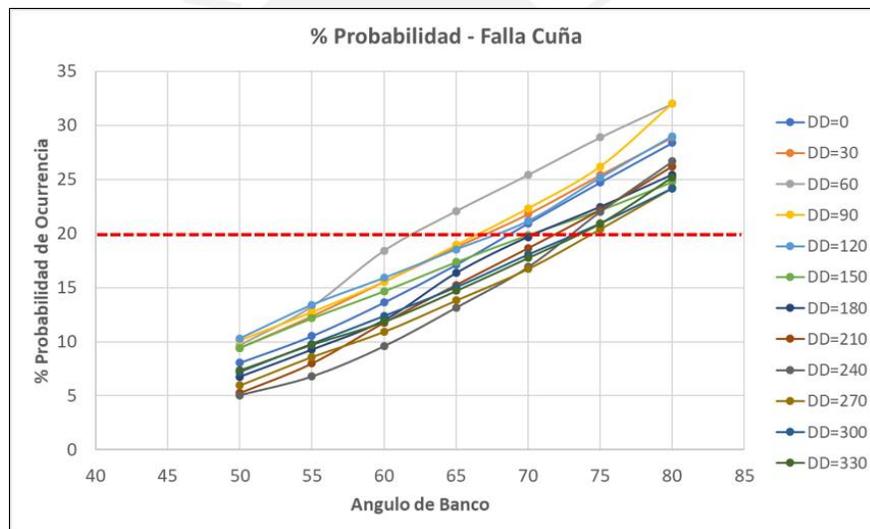


Figura 55. Curvas de diseño para taludes de banco de 6 m en el DG – I (Calizas, Brechas y Mármol)

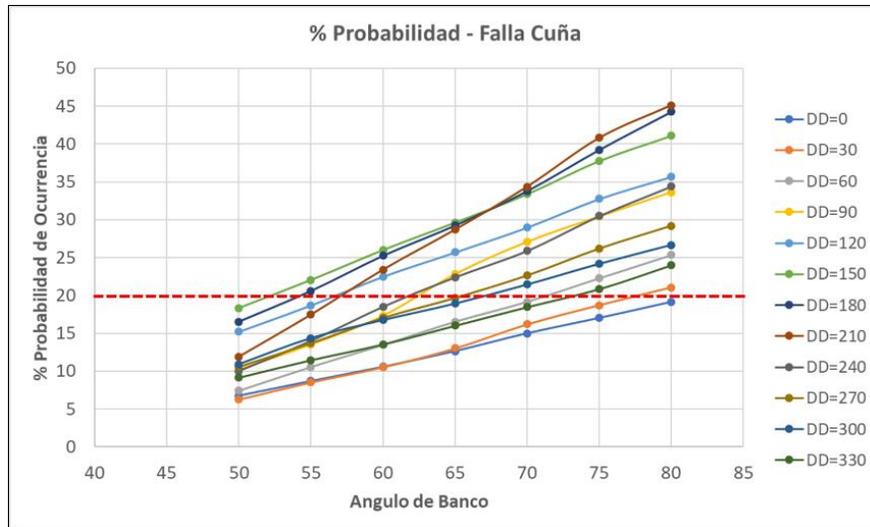


Figura 56. Curvas de diseño para taludes de banco de 6 m en el DG – II (Intrusivo)

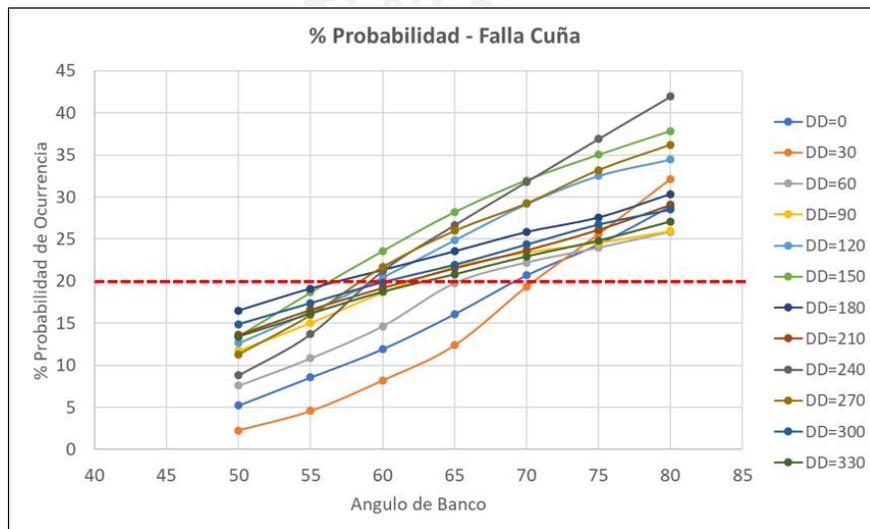


Figura 57. Curvas de diseño para taludes de banco de 6 m en el DG – III (Arenisca)

6.3. Diseño de Banco & Berma

El objetivo de diseño geotécnico a nivel de bancos es de contener las rocas y/o material que son potencialmente peligrosos al momento de desprenderse desde la cresta de los taludes; para ello es importante diseñar un ancho suficiente que pueda contener la caída de rocas, así como también considerar que el diseño sea aceptable y tenga la capacidad de contener el volumen deslizado.

6.3.1. Back análisis del diseño de tajo actual – Conciliación de Bancos

El objetivo de realizar la conciliación de bancos para la topografía actual del tajo es observar si los anchos de berma efectiva cumplen con respecto al diseño inicial de ancho de berma el cual es de 3.2 m. En la Figura 58 se muestran las secciones que se crearon para cada 5 m, de tal manera de poder registrar los cumplimientos de anchos de berma para la topografía actual del DG – I.

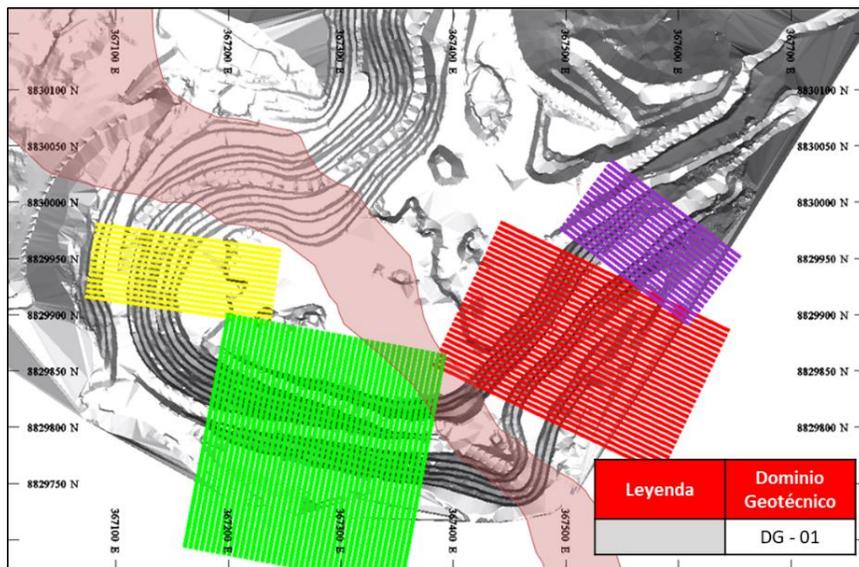


Figura 58. Secciones de corte para el realizar la conciliación de bancos

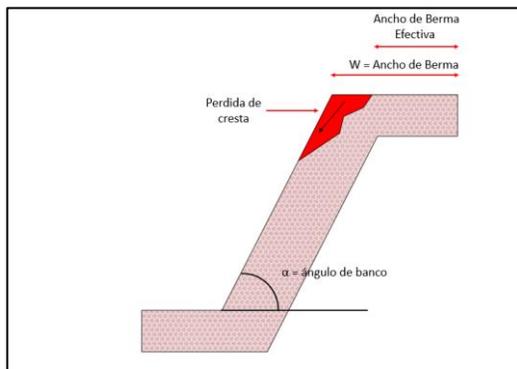


Figura 59. Pérdida de cresta por motivos operacionales o geoestructurales



Figura 60. Falla tipo cuña y pérdida de material que se presenta para un banco del DG- I

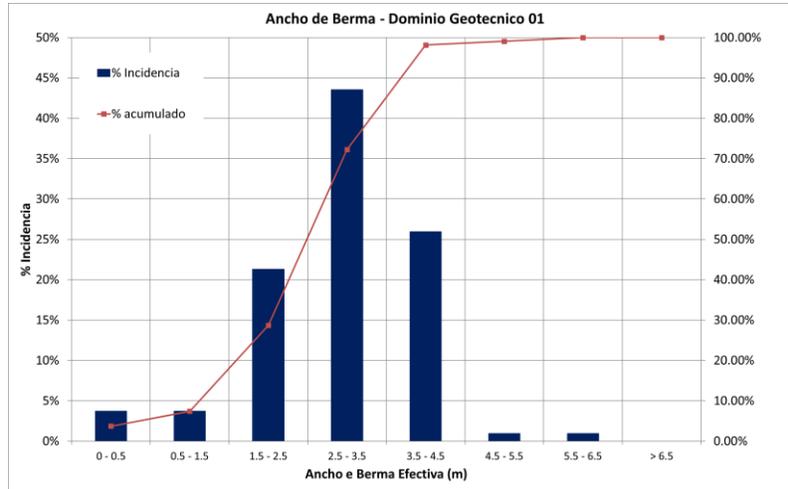


Figura 61. Curva acumulada para el cumplimiento de anchos de bermas efectivas – DG - I

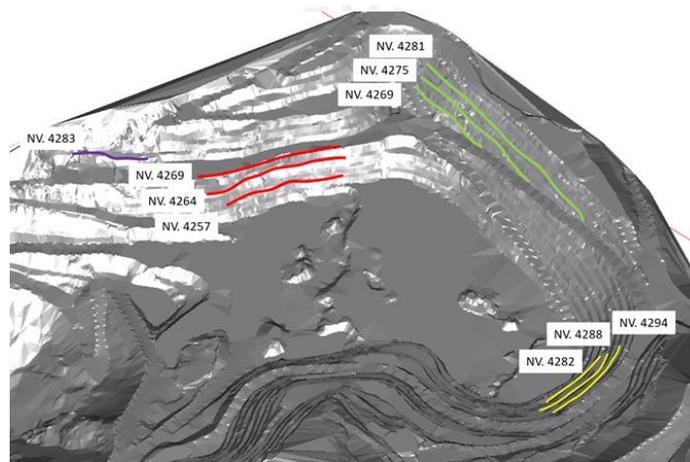


Figura 62. Niveles en donde se han realizado la conciliación de bancos en el tajo actual - DG – I

A partir de las gráficas estadísticas de conciliación, se puede observar que para el DG – I, se presenta un porcentaje de incidencia de 73% que se encuentra por debajo de un ancho de berma efectivo de 3.2 m; el cual no está cumpliendo las condiciones de diseño establecidos inicialmente; por lo que se puede inferir dos condiciones en dichas zonas del tajo; la primera se trataría de las condiciones estructurales, las cuales son desfavorables con respecto a la orientación de taludes y, la segunda podría corresponder a condiciones de voladura como por ejemplo la cantidad de explosivos que se le coloca los taladros de producción y/o pre-corte.

6.3.2. Diseño de ancho de berma

La dimensión del ancho de berma de seguridad se encuentra en función de la altura de banco. Asimismo, el principal objetivo de realizar el diseño es de contener las rocas que se desprende desde la cresta de cualquier banco superior, de tal manera de contener las rocas que se desprenden de la parte superior del talud y evitar que caigan hasta el fondo del tajo, en donde podrían ocasionar originar daños al personal o cualquier equipo que se encuentre operando.

En muchos proyectos de tajo abierto, se utilizan el criterio modificado de Ritchie (Richie, 1963), quien desarrolló una fórmula empírica para cálculo de ancho de bermas, con la finalidad de minimizar las consecuencias por caída de rocas en pendientes naturales y excavadas. Dicha relación empírica fue modificada posteriormente por Call (CALL & SAVELEY, 1990; CALL, 1992), donde define el ancho de berma para distintas alturas de banco (Read & Stacey, 2009):

$$W = 0.2 H + 2.0, \quad \text{para } H \leq 9.0 \text{ m}$$

$$W = 0.2 H + 4.5, \quad \text{para } H > 9.0 \text{ m}$$

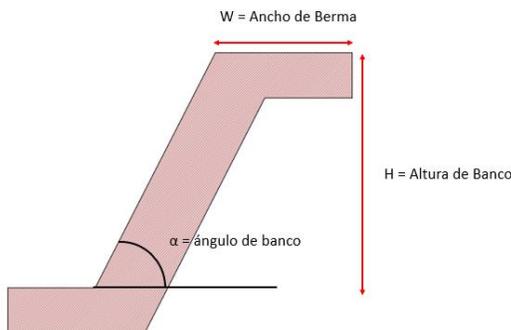


Figura 63. Configuración de banco en función de la altura y el ángulo de banco

Donde:

W : Ancho de berma

H: Altura de Banco

Sin embargo, el diseño de ancho de berma efectiva no resulta igual a la diseñada, debido al desprendimiento de la cresta a causa del fracturamiento y/o por motivos operacionales. De acuerdo a los criterios operativos que se manejan, es importante definir un 80% de confiabilidad para el ancho de berma efectiva, de tal manera que los bancos presenten entre un 20% a 30% de pérdida en los anchos de bermas y sean menores al diseño.

6.3.3. Optimización de ancho de bermas

El diseño de las bermas tiene como objetivo la retención de bloques que se desprenden en bancos superiores; sin embargo, por cuestiones de seguridad es aceptable diseñar bermas con capacidad de retención entre un 75 a 80 % del volumen de los bloques con potencial de falla.

Para realizar el cumplimiento de los criterios establecidos, se empleó el software SBlock v2022 (Esterhuizen, 2004), el cual adopta el criterio de la teoría de bloques de Goodman & Shi (1985), de tal manera de estimar los anchos de bermas óptimos para cada dominio geotécnico, entregándose valores para todas las orientaciones

Tabla 22. % Probabilidad de falla del DG 01

Dominio Geotécnico 01						
Ancho de Bermas (m)	% Probabilidad de Falla					
	000-030°	030-060°	060-090°	090-120°	300-330°	330-360°
2.0	20.7	46.6	56.9	1.0	2.9	6.1
2.5	18.5	44.6	60.5	0.4	2.9	7.2
3.0	18.5	43.1	45.9	0.7	3.1	2.8

Dominio Geotécnico 01						
Ancho de Bermas (m)	% Probabilidad de Falla					
	000-030°	030-060°	060-090°	090-120°	300-330°	330-360°
3.5	19.5	42.0	54.0	0.4	3.3	3.2
4.0	16.8	41.0	53.9	0.7	2.8	2.4
4.5	17.0	38.8	54.5	0.7	1.5	5.0

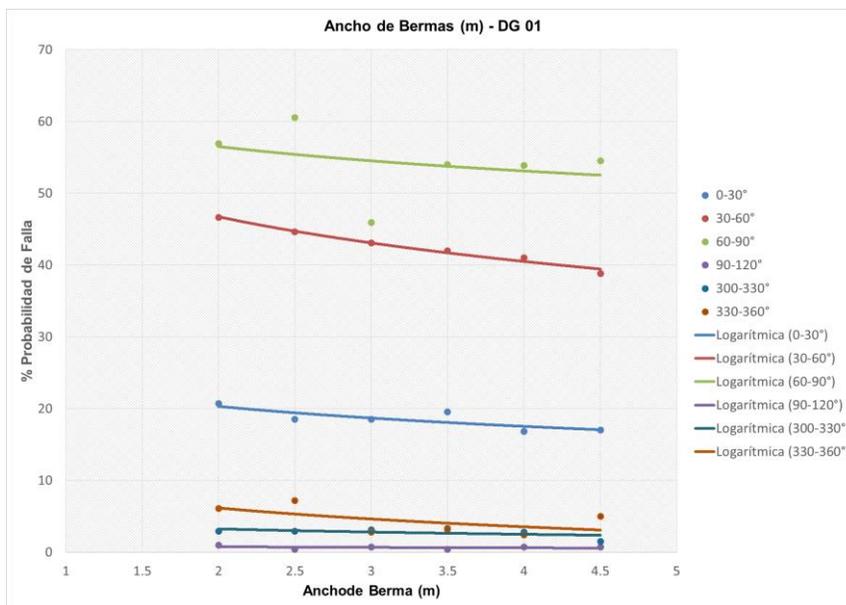


Figura 64. Curva diseño para determinación de ancho de berma en función de % Probabilidad de Falla para diferentes orientaciones para altura menores de 100 m – DG 01

Tabla 23. % Probabilidad de falla del DG 02

Dominio Geotécnico 02						
Ancho de Bermas (m)	% Probabilidad de Falla					
	090-120°	120-150°	150-180°	180-210°	210°-240°	240-270°
2.0	24.9	61.7	67.7	47.8	32.4	0.8
2.5	19.7	63.8	65.5	49.2	29.0	0.5
3.0	17.7	60.0	68.8	51.4	26.8	0.2
3.5	16.5	59.5	67.2	49.9	27.2	0.2
4.0	16.9	60.5	63.6	51.7	25.5	0.4
4.5	12.8	59.2	67.3	49.4	20.8	0.2

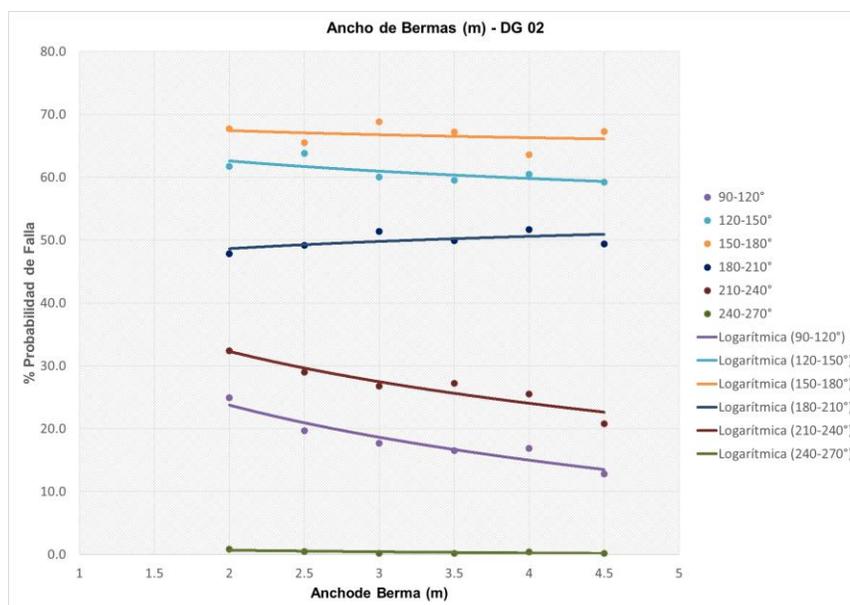


Figura 65. Curva diseño para determinación de ancho de berma en función de % Probabilidad de Falla para diferentes orientaciones para altura menores de 100 m -DG 02

Tabla 24. % Probabilidad de falla del DG 03

Dominio Geotécnico 03								
Ancho de Bermas (m)	% Probabilidad de Falla							
	000-030°	030-060°	060-090°	090-120°	120-150°	150-180°	210-240°	330-360°
2.0	5.0	17.0	63.0	84.0	73.0	25.0	56.0	17.0
2.5	5.0	17.0	59.0	83.0	73.0	24.0	53.0	15.0
3.0	5.0	12.0	59.0	82.0	71.0	22.0	53.0	15.0
3.5	4.0	11.0	53.0	80.0	72.0	22.0	54.0	15.0
4.0	4.0	12.0	54.0	79.0	67.0	22.0	54.0	13.0
4.5	3.0	9.0	54.0	78.0	66.0	21.0	51.0	14.0

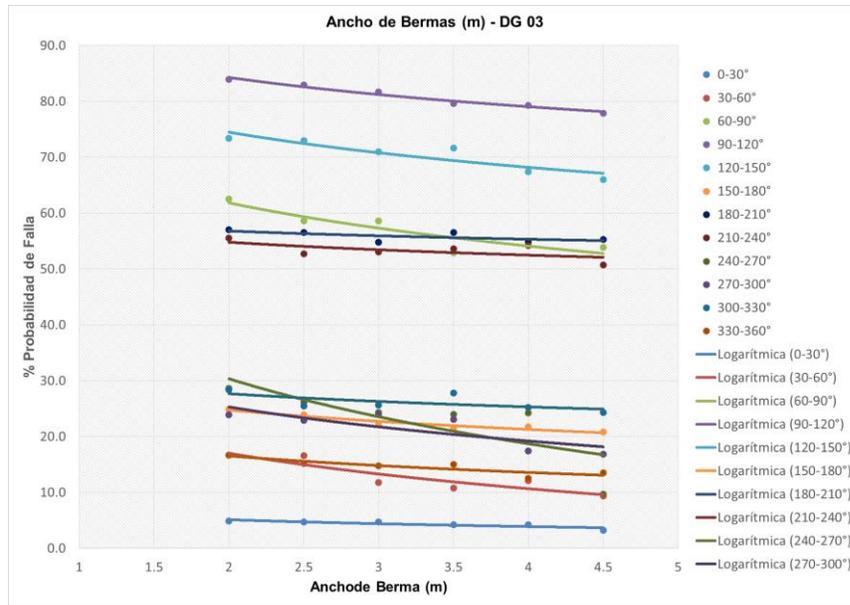


Figura 66. Curva diseño para determinación de ancho de berma en función de % Probabilidad de Falla para diferentes orientaciones para altura menores de 100 m - DG 03

En la **Tabla 25**, se presenta los ángulos interrampa para cada orientación de talud, así como la optimización de ancho de berma efectiva para el diseño de la mina a cielo abierto, teniendo en consideración las características geométricas entre ángulo interrampa y banco, así como un ancho de berma efectivo. Asimismo, para el DG-03 se debe realizar un diseño de ancho de berma de 4.50 m para todas las orientaciones, debido a que las condiciones estructurales son desfavorables y no cumpliría con la función de seguridad de retener el material de bancos superiores.

Tabla 25. Dimensionamiento para ángulo de cara de banco, interrampa y ancho de berma

Dominio Geotécnico	Slope DipDir (°)	Diseño de Banco				Criterios de evaluación		
		H _b	α _b	B	α _{IR}	FS	Prob. Falla	Ancho Efectivo
		(m)	(°)	(m)	(°)		%	(m)
DG-01	000-030	6	75	4.00	47	2.72	16.80	3.33
	030-060	6	74	4.50	44	0.63	38.80	2.75
	060-090	6	70	4.50	42	0.55	54.50	2.05
	090-120	6	73	4.00	46	13.72	0.90	3.96
	120-150	6	75	4.00	47	17.02	0.00	4.00
	150-180	6	75	4.00	47	17.84	0.00	4.00
	180-210	6	75	4.00	47	17.78	0.00	4.00

Dominio Geotécnico	Slope DipDir (°)	Diseño de Banco				Criterios de evaluación		
		H _b	α _b	B	α _{IR}	FS	Prob. Falla	Ancho Efectivo
		(m)	(°)	(m)	(°)		%	(m)
	210-240	6	75	4.00	47	18.14	0.00	4.00
	240-270	6	75	4.00	47	18.81	0.00	4.00
	270-300	6	76	4.00	48	32.84	0.50	3.98
	300-330	6	75	4.00	47	24.88	2.80	3.89
	330-360	6	75	4.00	47	26.94	2.40	3.90
DG-02	000-030	6	75	3.50	50	10.00	0.00	3.50
	030-060	6	80	3.50	53	6.11	0.00	3.50
	090-120	6	74	4.00	46	1.57	16.90	3.32
	120-150	6	70	4.50	42	1.08	59.20	1.84
	150-180	6	65	3.50	44	1.14	67.20	1.15
	240-270	6	74	3.50	49	0.74	0.20	3.49
	270-300	6	73	3.50	48	10.00	0.00	3.50
	300-330	6	80	3.50	53	10.00	0.00	3.50
	330-360	6	80	3.50	53	10.00	0.00	3.50
DG-03	000-030	6	78	4.50	46	7.50	3.20	4.36
	030-060	6	76	4.50	44	2.67	9.40	4.08
	060-090	6	78	4.50	37	0.70	53.90	2.07
	090-120	6	78	4.50	46	0.63	77.90	0.99
	120-150	6	71	4.50	42	0.65	66.00	1.53
	150-180	6	66	4.50	38	1.40	20.80	3.56
	210-240	6	80	4.50	37	1.14	51.00	2.21
	330-360	6	80	4.50	47	4.71	13.50	3.89

H_b: Altura de banco

α_b: Ángulo de banco

B: Ancho de berma

α_{IR}: Ángulo interrampa

6.4. Diseño geotécnico de taludes mediante sectores de diseño

Se han establecido los sectores de diseño según la orientación de la cara de los taludes y la continuidad de los dominios geotécnicos. En estos mismos sectores también se ha recomendado el diseño geotécnico de los bancos.

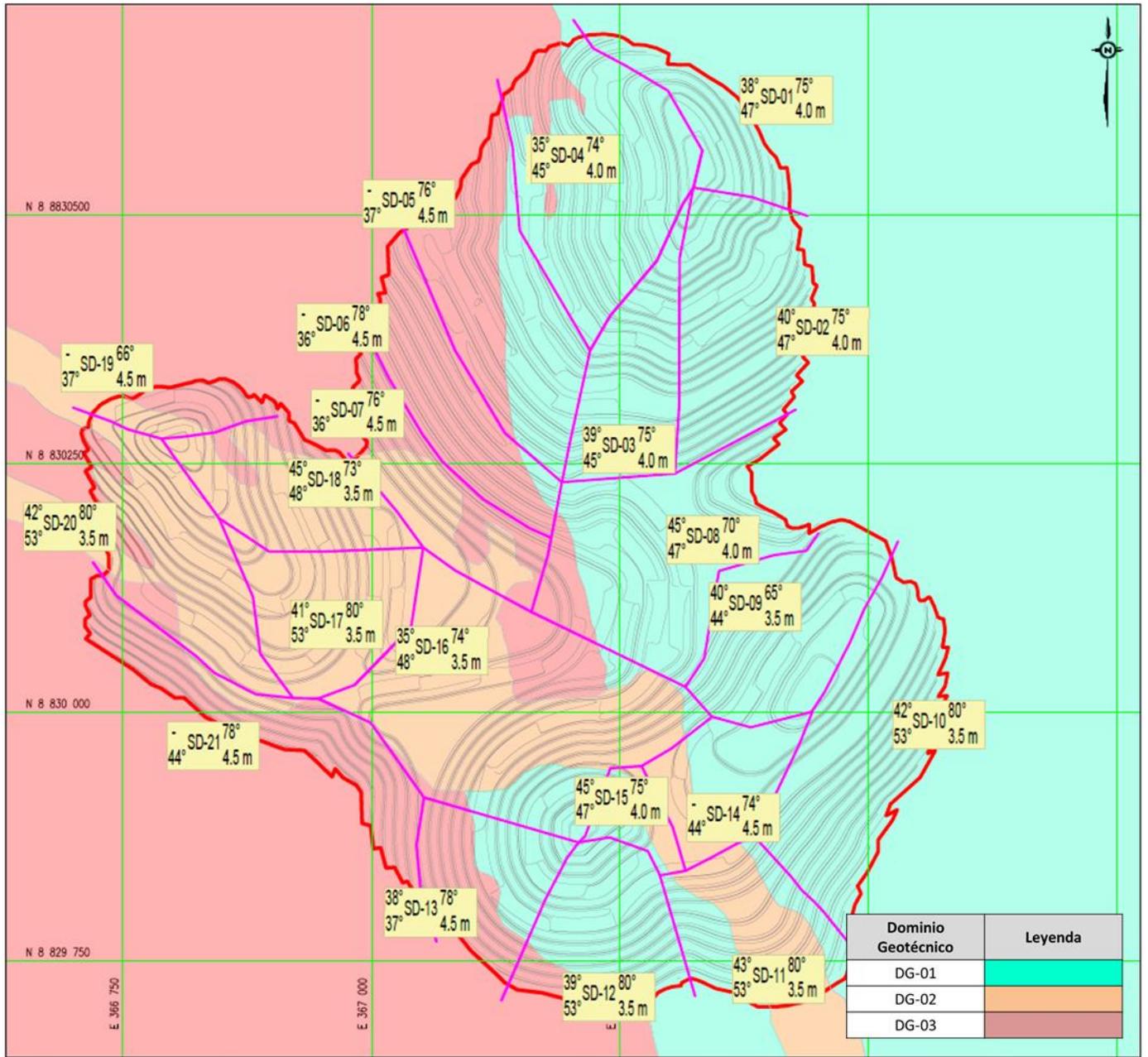


Figura 67. Sectores de Diseño para el Tajo Abierto (Escala 1:4000)

En la **Tabla 26**, se muestra el resumen los 21 sectores de diseño mostrando los ángulos de banco, interrampa y global, así como el ancho de berma para cada uno de los sectores.

Tabla 26. Recomendación de Sectores de Diseño en función de la orientación de la cara de talud

Sector de Diseño (SD)	Dominio Geotécnico (DG)	Orientación	Diseño de taludes			Diseño de taludes de banco		
			Angulo Interrampa Máximo (°)	Angulo Interrampa Máximo (°)	Ángulo de talud global máximo	Altura de banco	Ángulo de banco	Ancho de berma
			50 m	100 m	(°)	(m)	(°)	(m)
SD-01	DG-I	210-270	47	-	38	6	75	4.0
SD-02	DG-I	330-360	55	47	40	6	75	4.0
SD-03	DG-I	030-060	44	45	39	6	75	4.0
SD-04	DG-I	030-060	44	45	35	6	74	4.0
SD-05	DG-III	030-060	37	-	-	6	76	4.5
SD-06	DG-III	030-060	36	-	-	6	78	4.5
SD-07	DG-III	030-060	36	-	-	6	76	4.5
SD-08	DG-I	240-270	60	47	45	6	70	4.0
SD-09	DG-I	150-180	55	44	40	6	65	3.5
SD-10	DG-I	300-330	60	53	42	6	80	3.5
SD-11	DG-II	330-360	65	53	43	6	80	3.5
SD-12	DG-I	330-360	60	53	39	6	80	3.5
SD-13	DG-I	030-060	44	37	38	6	78	4.5
SD-14	DG-II	060-090	44	-	-	6	74	4.5
SD-15	DG-I	210-240	47	-	45	6	75	4.0
SD-16	DG-II	150-180	65	48	35	6	74	3.5
SD-17	DG-II	300-330	65	53	41	6	80	3.5
SD-18	DG-II	240-270	65	48	45	6	73	3.5
SD-19	DG-III	240-270	37	-	-	6	66	4.5
SD-20	DG-II	030-060	65	53	42	6	80	3.5
SD-21	DG-III	030-060	44	-	-	6	78	4.5

CAPITULO VII. INTERACCIÓN ENTRE EL TAJO Y EXCAVACIONES

SUBTERRÁNEAS

Una vez finalizado el diseño de sectores geotécnicos para la mina de cielo abierto, se muestra que en la zona sur del diseño va a ocurrir la presencia de excavaciones subterráneas antiguas, las cuales van a afectar la estabilidad al momento de realizar la explotación.

Para ello, se realizó un modelamiento numérico que tiene como principal objetivo determinar la influencia y variación de esfuerzos, de tal manera de observar la estabilidad en las paredes del tajo y evitar la presencia de riesgos operativos como son:

- Colapso repentino e inesperado del piso y/o paredes del tajo abierto.
- Pérdida de personas y/o equipos que se encuentran en el tajo, debido a diferentes tajeos que no se encuentran rellenos.
- Presencia de tiros cortados al momento de ejecutar la voladura en bancos.
- Subsistencia en ciertos puntos del tajo abierto.

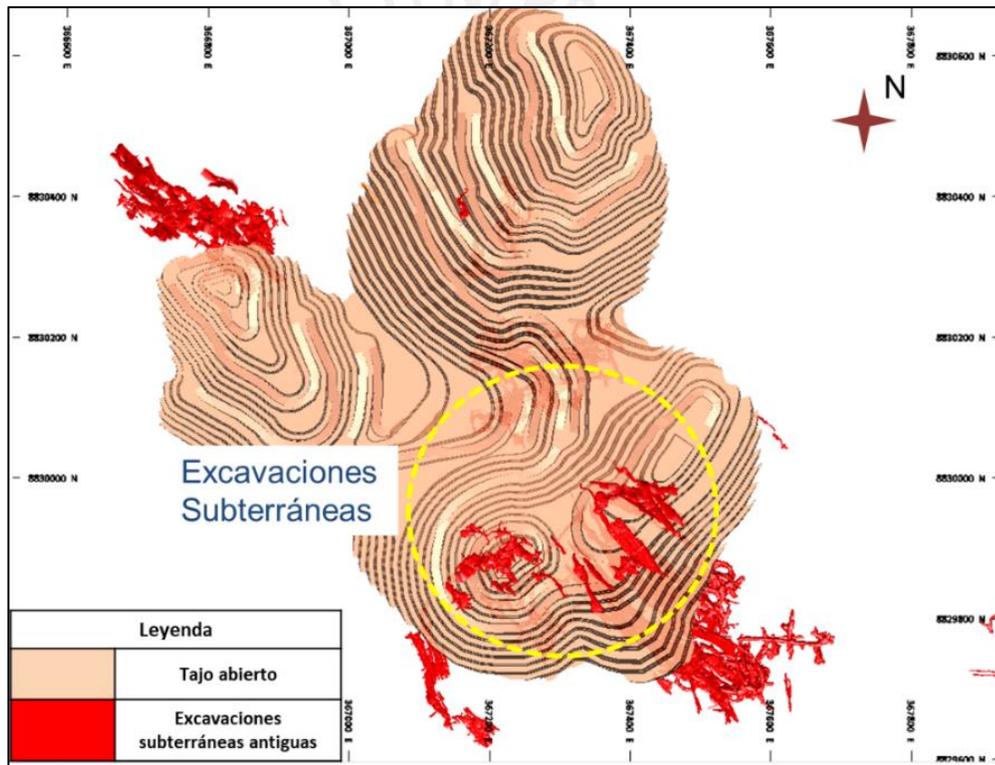


Figura 68. Diseño de mina y excavaciones subterráneas antiguas en el sur del tajo abierto

Asimismo, se observa que la mayor interacción que se va a producir entre la zona intermedia de la zona sur del tajo, la cual va a originar una variación de esfuerzos a partir del NV. 4200. Por ello, es importante determinar una secuencia de explotación

que permita observar el comportamiento de esfuerzos que se presentara en el piso y en las paredes del tajo, de tal manera de poder implementar medidas de control que no garantice la seguridad al momento de ejecutar la operación.

En la **Figura 69**, se observa el límite de la zona de interacción.

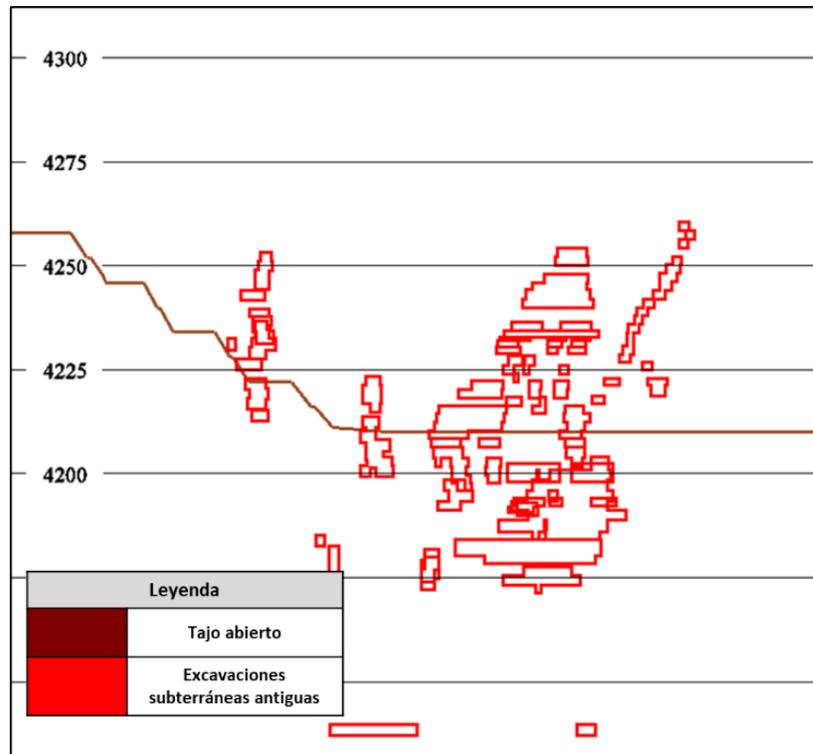


Figura 69. Vista de sección entre la interacción de las excavaciones subterráneas y las paredes del tajo

7.1. Esfuerzos in situ

Para el análisis de variación del comportamiento de esfuerzos, se empleó el software de elementos de borde Map 3D Fault-Slip Version 64.

El software requiere de ciertos parámetros de entrada, en donde el parámetro principal es colocar la dirección de los esfuerzos principales que afectará al tajo, a partir de la información geológica estructural obtenida de la base de datos de mapeos geológicos – estructurales que se realizaron en la zona del proyecto.

El esfuerzo principal (σ_1) presenta una dirección de 135° SE, tal como se muestra en la Figura 70 y es el resultado del último evento de deformación ocurrida en la zona del proyecto de la mina de cielo abierto (Post-Mineralización).

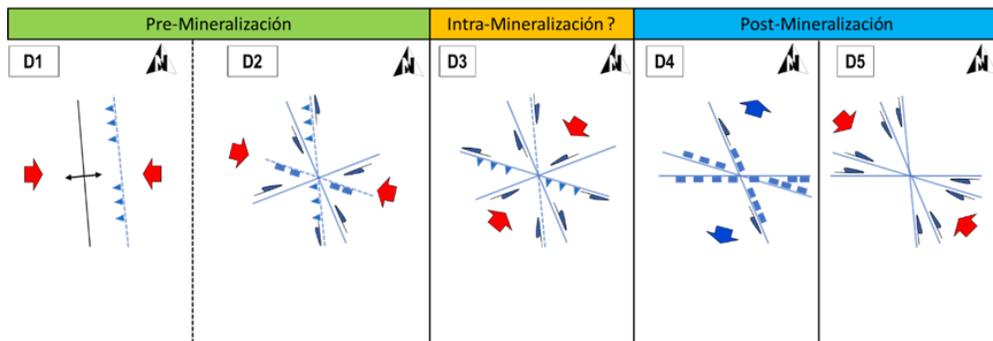


Figura 70. Proceso de determinación de paleo esfuerzos en el tajo abierto

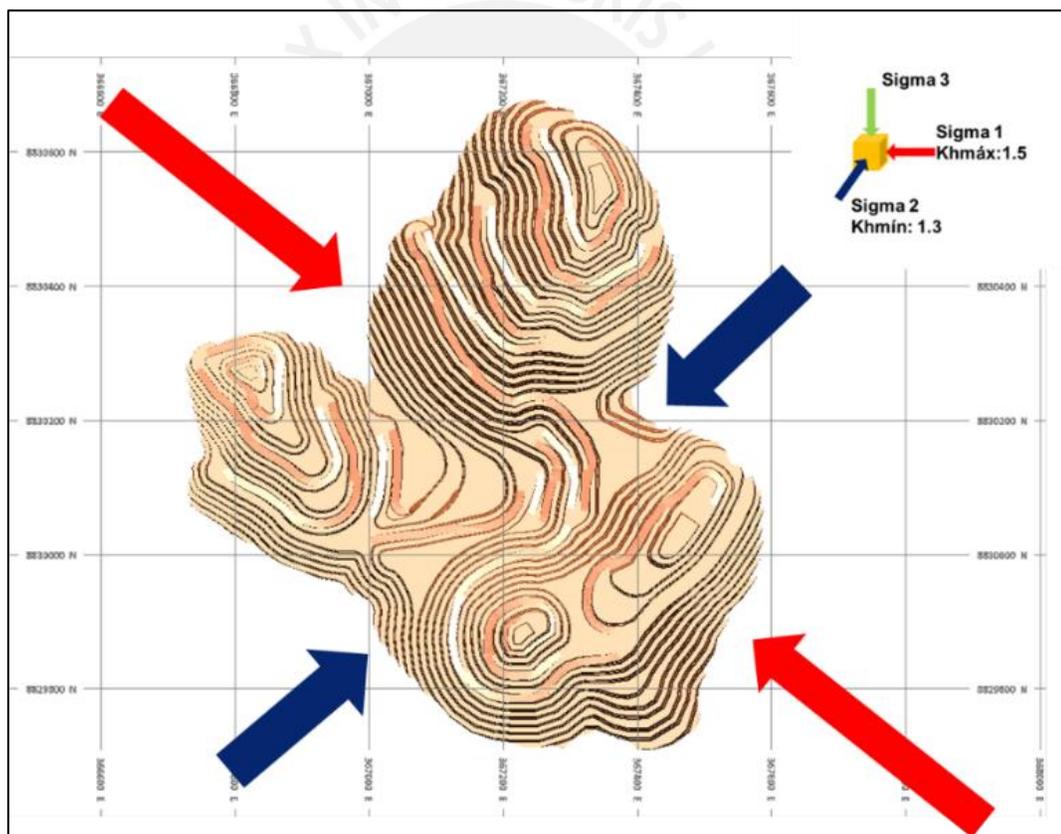


Figura 71. Dirección de esfuerzos principales en el tajo abierto

7.2. Modelamiento de esfuerzos en las paredes

Para el modelamiento numérico, se replicó la geometría 3D de las excavaciones subterráneas explotados, los cuales se van encontrar cercanos en las paredes del tajo. Asimismo, se realizó la creación de elementos de borde desde el NV. 4294 hasta NV. 4162 del tajo abierto.

La secuencia de minado se presenta desde la parte superior hacia el fondo del tajo abierto, así como también las excavaciones subterráneas actuales que se presentan antes del inicio de la explotación. El primer step está compuesto de las excavaciones subterráneas antiguas que va presentar la mina. Luego, se definirán los siguientes steps que van a estar constituidos por la explotación de paquetes de bancos múltiples con una altura total de 40 m hasta llegar al diseño del pit final.

Finalmente, se realizó la colocación de cuatro grillas en sectores estratégicos para poder observar el comportamiento de esfuerzos al momento en que se va descendiendo el minado.

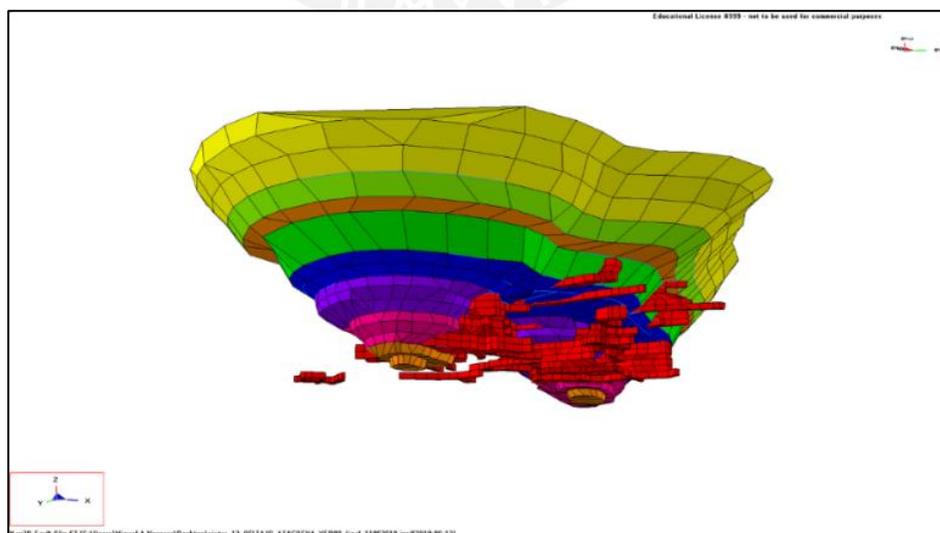


Figura 72. Modelo numérico desarrollado en Map 3D

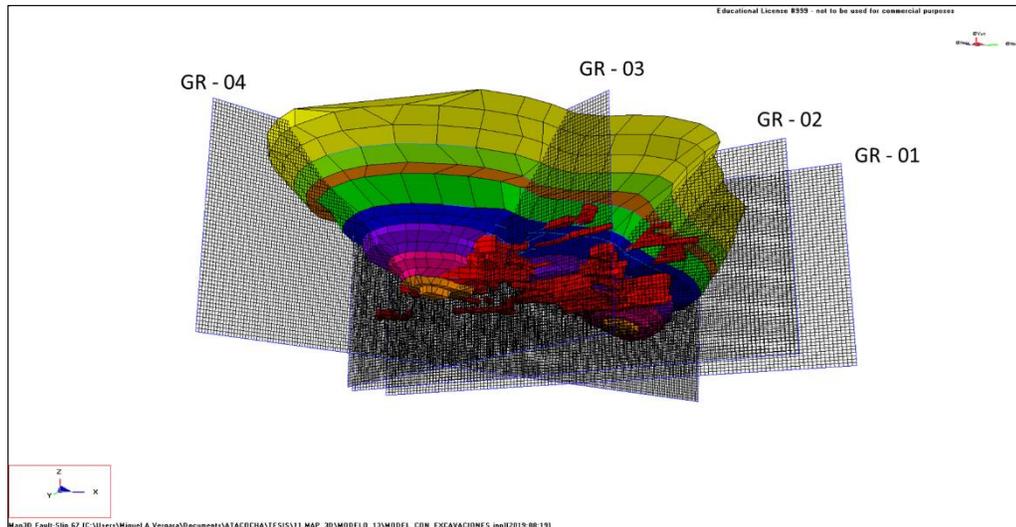


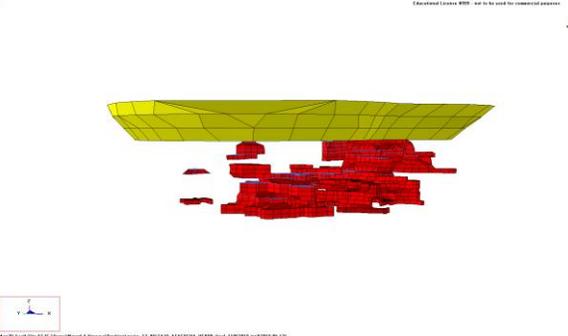
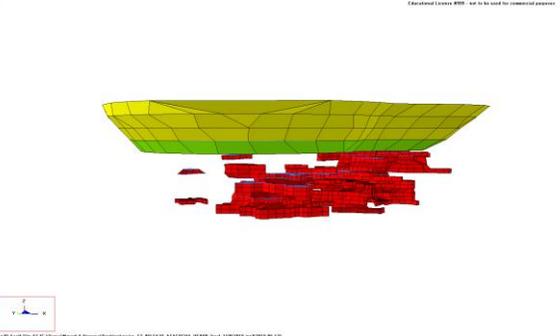
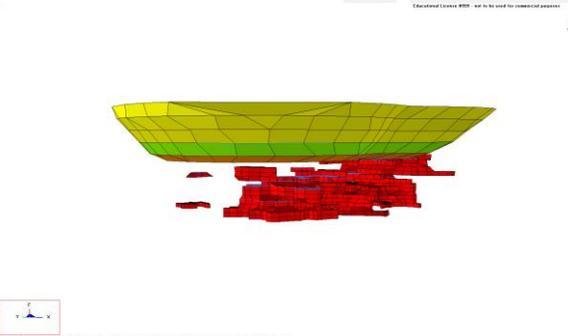
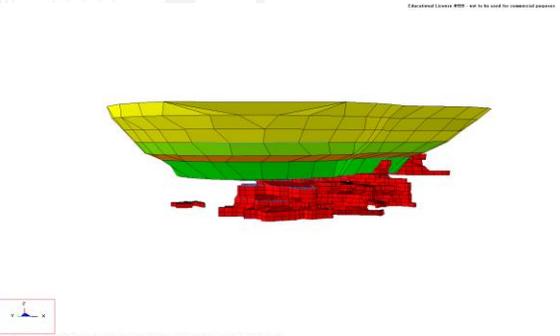
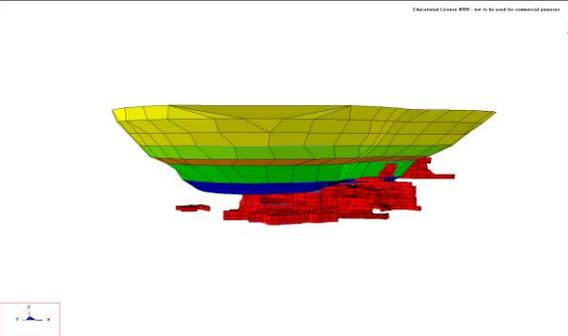
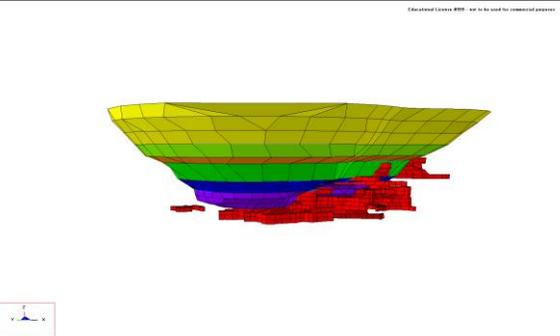
Figura 73. Determinación de las grillas en el modelo numérico en Map 3D

Una vez concluido el secuenciamiento de minado que tendrá el software, es necesario colocar los parámetros de esfuerzos in situ con el cual vamos a realizar la simulación. Para ello, se ha considerado valores de $K_{\text{máx}}$ de 1.50 y $K_{\text{mín}}$ de 1.30, así como también la dirección del esfuerzo principal máximo. Asimismo, se colocan los parámetros de esfuerzos in situ con valores igual a 0 en la coordenada 4294, la cual es la superficie máxima del tajo, con el objetivo de observar la distribución de esfuerzos en función de la profundidad.

En la **Tabla 27**, se observa los valores introducidos para el software Map 3D.

Tabla 27. Parámetros para el modelo Map 3D

Cota (m)	P.E (MPa/m)	σ_1 (MPa)	$\Delta \sigma_1$ (MPa)	σ_2 (MPa)	$\Delta \sigma_2$ (MPa)	σ_3 (MPa)	$\Delta \sigma_3$ (MPa)
4294	0.027	0	-0.0405	0	-0.0351	0	-0.0270

	
Etapa 1	Etapa 2
	
Etapa 3	Etapa 4
	
Etapa 5	Etapa 6
	
Etapa 7	Etapa 8

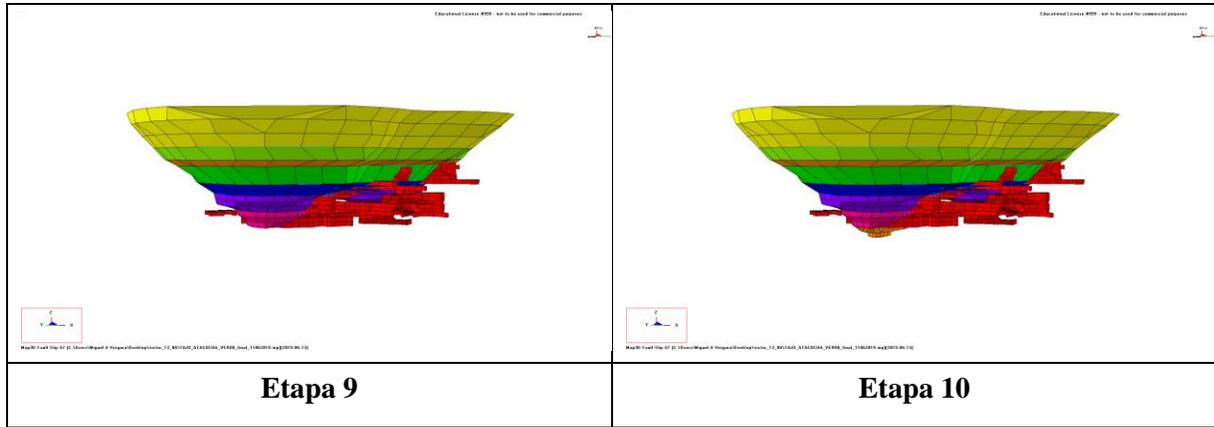
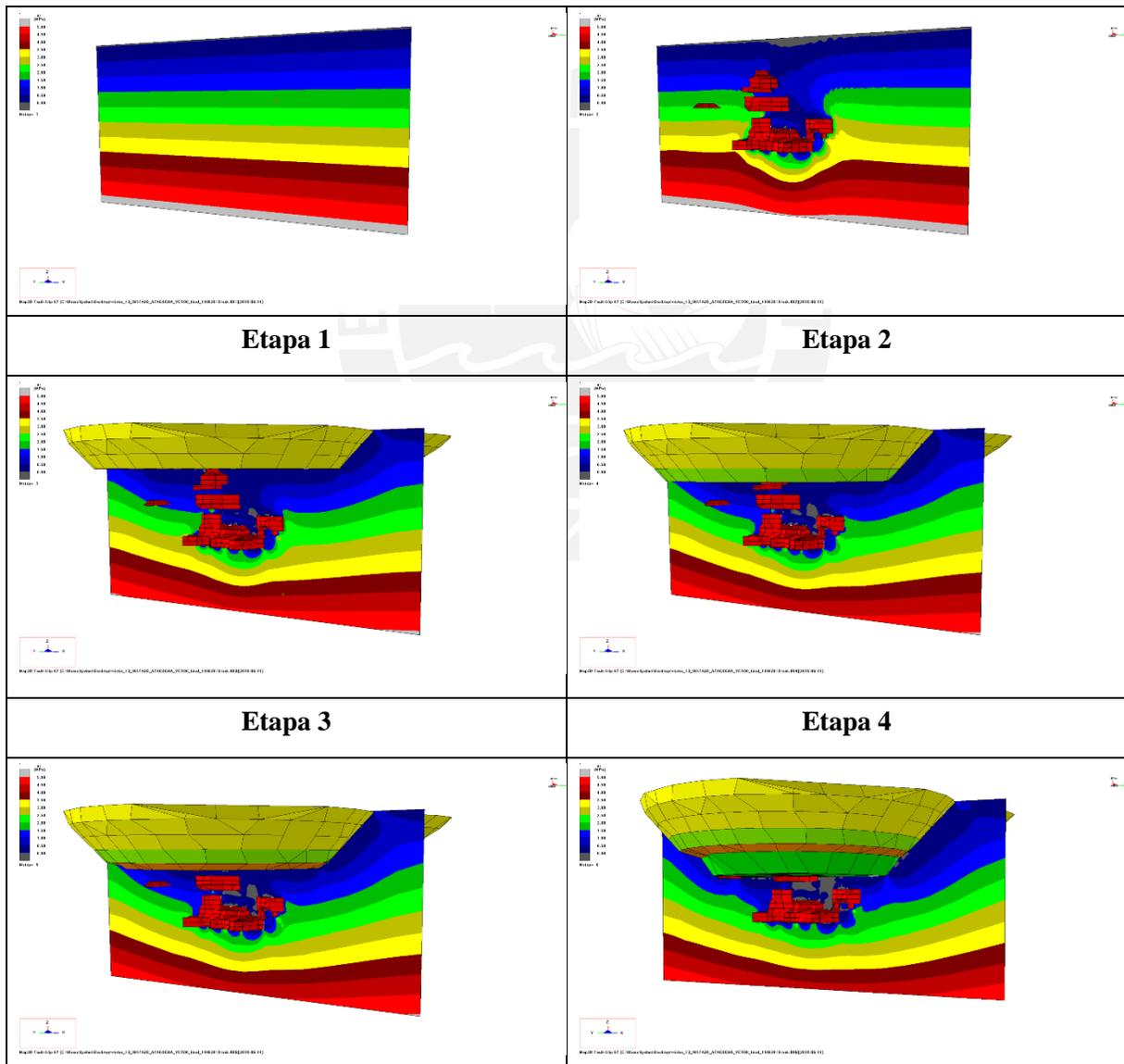


Figura 74. Secuenciamiento de minado para las diferentes etapas del minado a cielo abierto



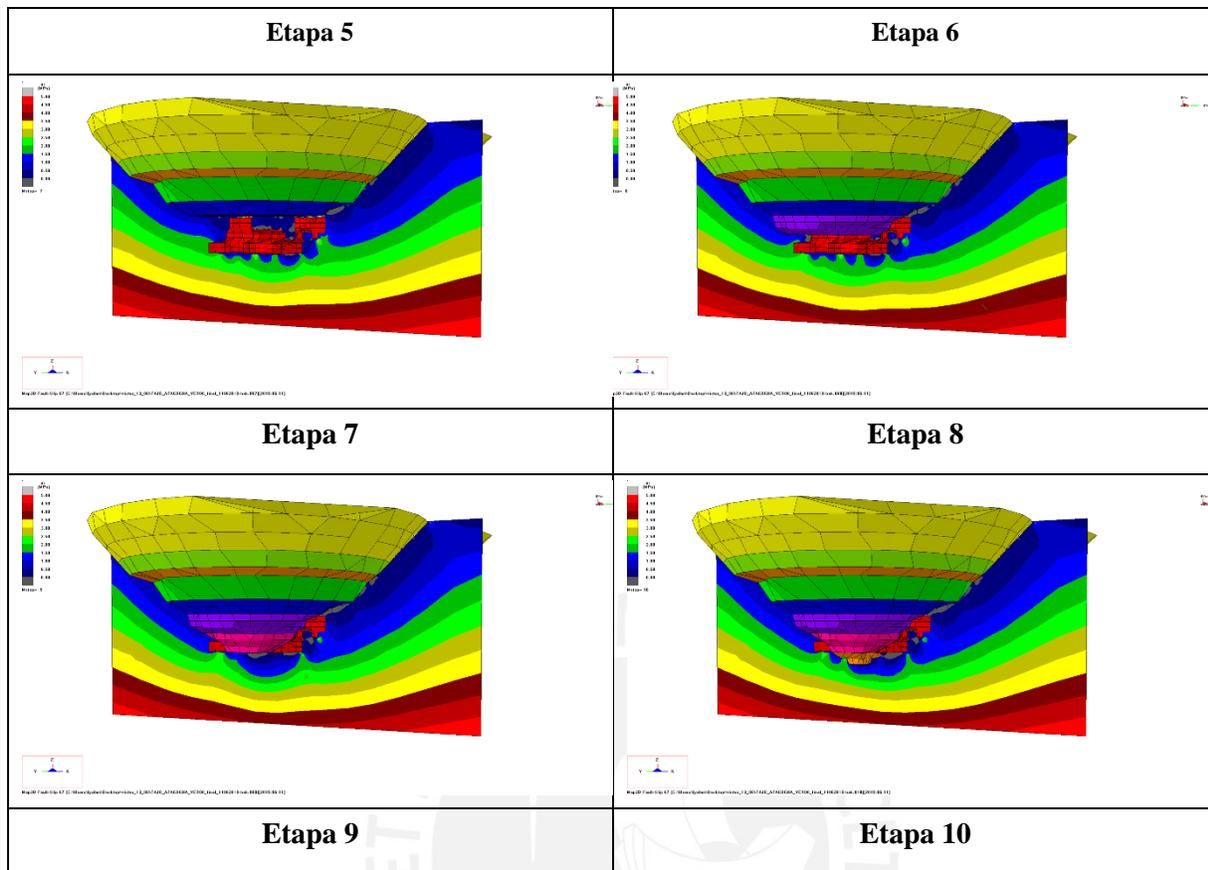


Figura 75. Variación de sigma 3 en función del secuenciamiento de minado

Por otro lado, se debe realizar la comparación para el comportamiento de los esfuerzos principales σ_1 y σ_3 en las paredes del tajo, así como también la interacción que va a existir entre el fondo del tajo con las excavaciones subterráneas.

De acuerdo a los resultados del modelo numérico, se presenta que para los valores de σ_1 y σ_3 en las paredes del tajo presenta una variación por debajo del 1% al momento de realizar la profundización de la mina a partir del step 3, etapa en la cual se va a presentar las variaciones de esfuerzos en las paredes al momento de realizar el secuenciamiento de minado para la mina a cielo abierto.

En la **Tabla 28** se muestra la variación de valores de σ_1 en las paredes del tajo.

Tabla 28.Variación de sigma 01 en las paredes del tajo

Step	Profundidad (m)	Sin excavaciones subterráneas	Con excavaciones subterráneas	% Variación
		σ_1 (MPa)	σ_1 (MPa)	
Step 03	38	1.77	1.73	0.87
Step 04	50	2.37	2.36	0.91
Step 05	54	2.53	2.52	0.93
Step 06	72	3.13	3.11	0.96
Step 07	83	3.84	3.81	0.98
Step 08	104	5.54	5.36	0.95
Step 09	121	6.49	6.26	0.95
Step 10	126	7.92	7.67	0.93
% Variación promedio				0.94 %

En la **Tabla 29** se muestra la variación de valores de σ_3 en las paredes del tajo tomando en consideración un modelo sin excavaciones subterráneas y otro modelo con excavaciones subterráneas.

Tabla 29.Variación de sigma 03 en las paredes del tajo

Step	Profundidad (m)	Sin excavaciones subterráneas	Con excavaciones subterráneas	% Variación
		σ_3 (MPa)	σ_3 (MPa)	
Step 03	38	1.57	1.54	0.02
Step 04	50	1.58	1.51	0.05
Step 05	54	1.56	1.45	0.07
Step 06	72	1.51	1.43	0.05
Step 07	83	1.55	1.23	0.21
Step 08	104	1.52	1.39	0.08
Step 09	121	1.50	1.04	0.31
Step 10	126	1.41	1.15	0.18
% Variación promedio				0.12 %

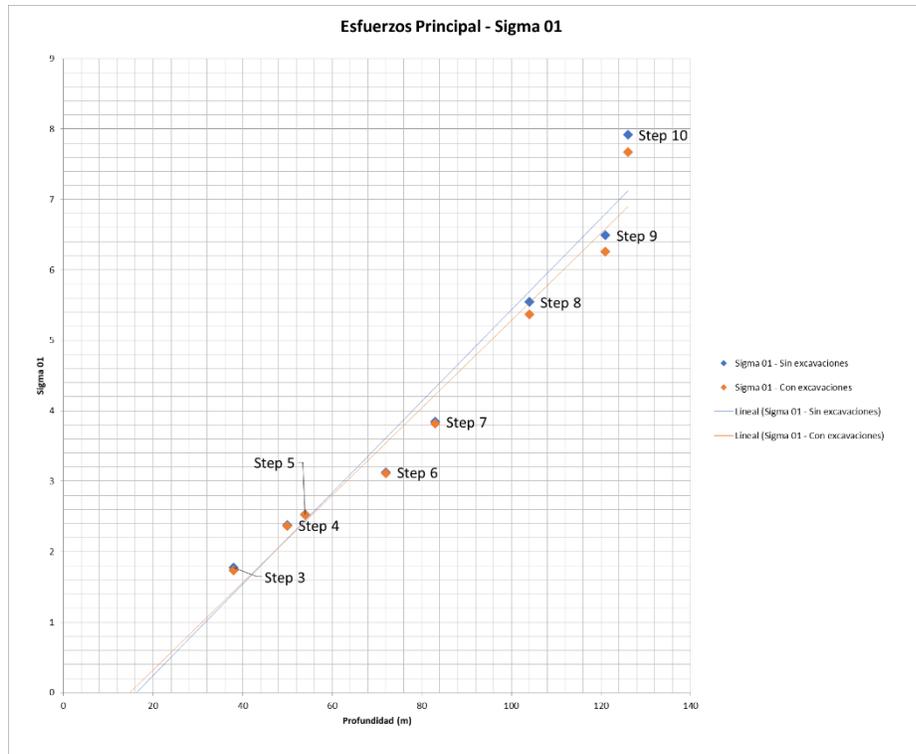


Figura 76. Variación de sigma 1 en función a la profundidad de minado

Por otro lado, para la variación de esfuerzos en σ_3 se muestra que, al finalizar la última etapa a una profundidad de 70 m, existe desconfinamiento por parte del macizo rocoso, debido a la presencia de esfuerzos con valores negativos en el parte del pilar corona de 17 m espesor que va a existir por parte de la interacción con los vacíos subterráneos.

En la sección de Anexos, se presenta con mayor detenimiento la variación de esfuerzos principales para los valores de SFA y SFC para cada una de las grillas creadas para el modelo.

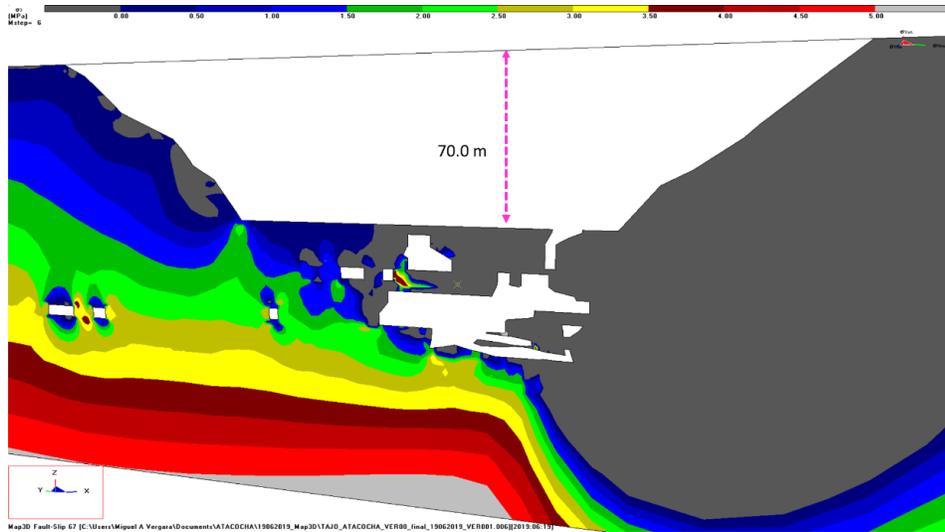


Figura 77. Profundidad mínima de desconfinamiento de la roca del pilar corona

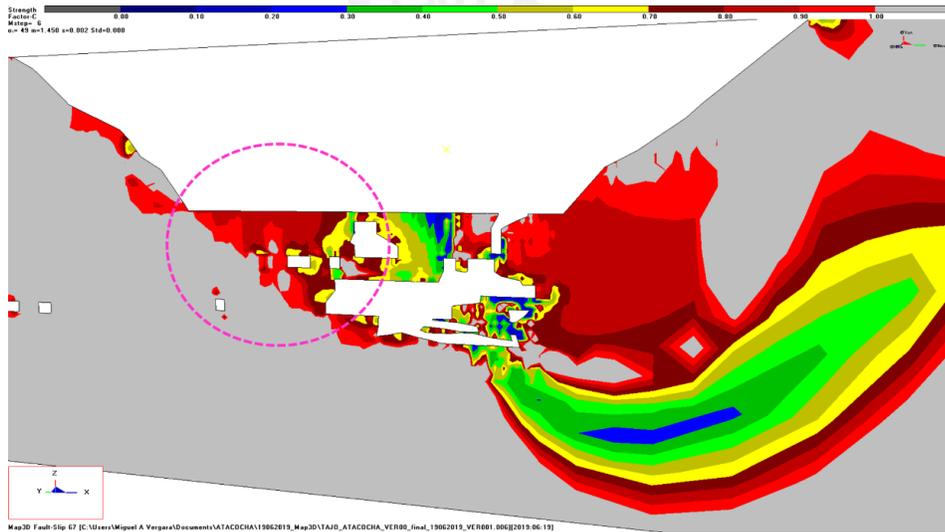


Figura 78. SFC en el pilar para una profundidad de 70 m

Finalmente, luego de realizar la envolvente de falla para dicho pilar, se determinó que para la etapa 6 se presentará un desconfinamiento del pilar, debido a los esfuerzos que se originan al momento de la explotación.

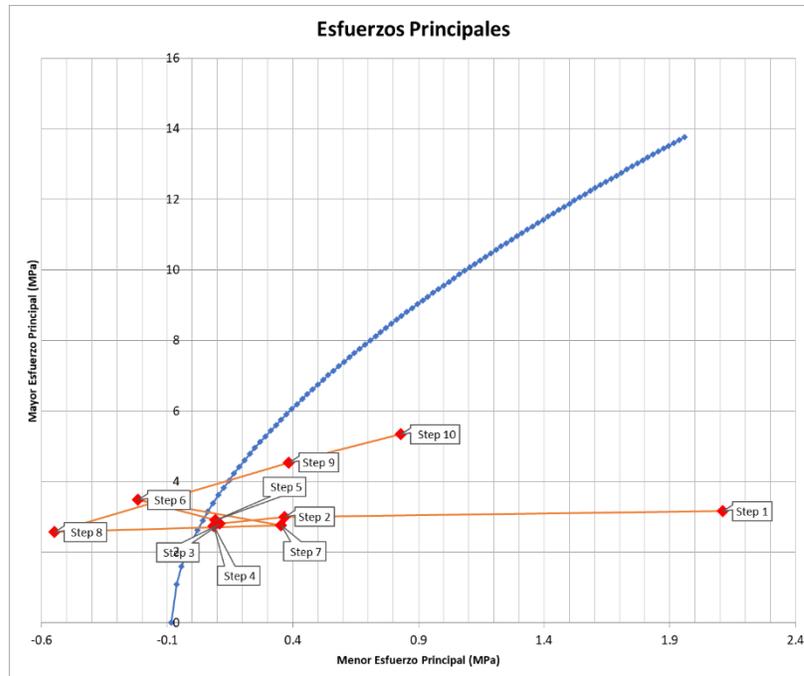


Figura 79. Análisis de envoltura de falla sobre pilar de minado

Por ello, es importante al momento de realizar el minado en la parte superficial se debe tener en consideración la información detallada de dichos vacíos como son modelos wireframes y planos donde se ubiquen dichos vacíos, así como también el empleo de diferentes técnicas como son taladros de perforación, radares sintéticos y/o de tiempo real, técnicas geofísicas (sísmica, resistividad, conductividad y gravedad) y métodos de medición electrónica (EDM) que grafiquen la magnitud de desplazamiento en tiempo real si se presentase algún desplazamiento o hundimiento en el fondo del tajo.

7.3. Modelamiento de esfuerzos para dimensionamiento de pilares de seguridad en el proceso de minado

Para determinar el espesor máximo que presentará el pilar corona se ha realizado simulaciones entre la excavación subterránea más próxima que se encuentra interactuando con el tajo, de tal manera de considerar el ancho operativo óptimo y las

consideraciones de seguridad que se tendrán que tener en cuenta al momento de la explotación.

Se ha determinado que el espesor recomendado del pilar corona será de 17 m de espesor con un factor de resistencia de 0.90. En la Figura 80 se muestra la grilla que atraviesa el pilar con las excavaciones subterráneas.

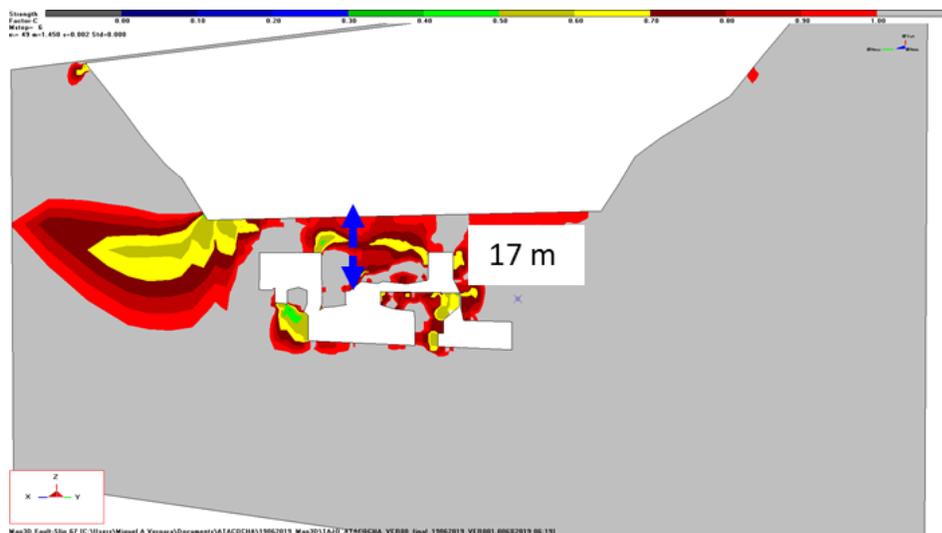


Figura 80. Espesor de pilar corona

CAPITULO VIII. EVALUACIÓN ECONÓMICA PARA EL DISEÑO DE ÁNGULO DE TALUD GLOBAL

Con el objetivo de obtener una idea más importante acerca del efecto de las variables económicas que pueden influenciar en el diseño del tajo, es importante realizar un análisis económico de trade-off, el cual va a estar en función a partir de la suma de los costos que son considerados en la operación los cuales son costos de desbroce, costos de drenaje y costos de sostenimiento.

Para ello, para realizar el aumento del ángulo de talud global, se define el costo de desbroce como un costo variable que siempre va estar arraigado a la operación y estará

en función de los costos por producción (perforación, voladura, carguío y acarreo), costo de limpieza de talud (uso de cargador frontal y excavadora de brazo largo), costo de relleno para el restablecimiento de rampa, daños en equipos e infraestructura, y costo asociado a daños. Por otro lado, los costos de sostenimiento y costos de drenaje están en función de las condiciones geológicas e hidrogeológicas, e influirán en la suma del costo total de minado

Se ha tomado en cuenta para esta evaluación económica la pérdida de material que se origina de realizar el desbroce final para el ángulo global, así como también las condiciones de agua que se presentara en el talud final desde condiciones saturadas hasta condiciones secas.

Tabla 30. Costo de minado asumidos para el análisis económico

Costo Unitario	US\$/ton
Costo de perforación	0.35
Costo de voladura	0.40
Costo de carguío	0.35
Costo de acarreo	1.20
Costo de servicios mina	0.50

Tabla 31. Costo de sostenimiento

Costo sostenimiento	US\$/m lineal
Costo de sostenimiento	14

Tabla 32. Costo de drenaje

Costo drenaje	US\$/m
Costo de drenaje	3000

- Consideración de túnel de drenaje de sección 4x4

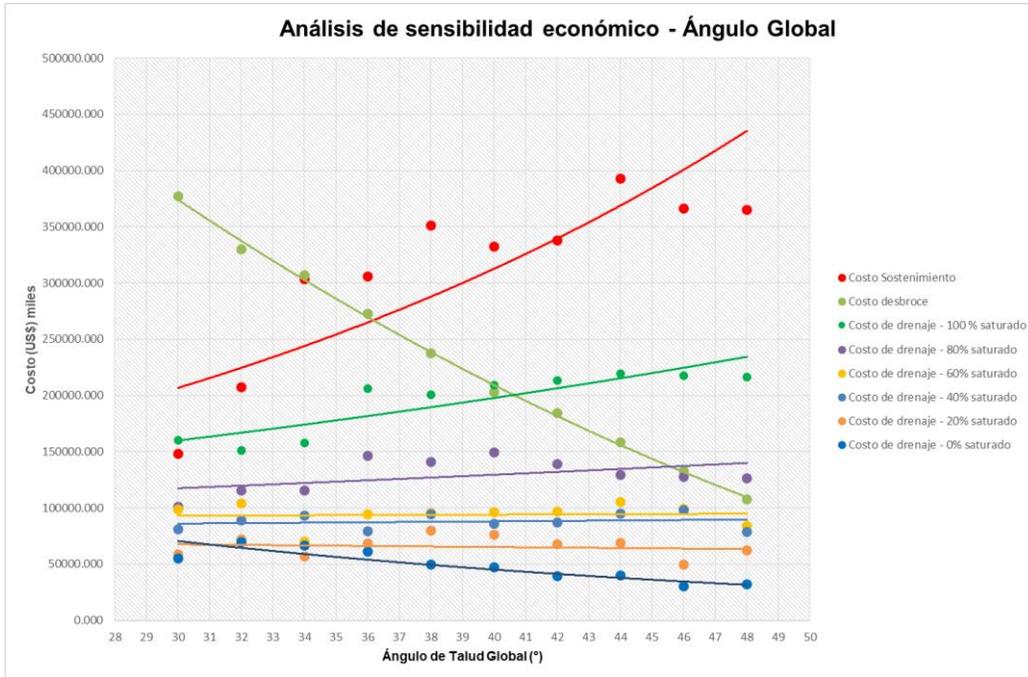


Figura 81 Análisis económico para diferentes ángulos de talud global

Donde el costo total de extracción se define:

$$\text{Costo total extracción} = \text{Costo desbroce} + \text{costo drenaje} + \text{costo de sostenimiento}$$

En la Figura 81, se muestra el comportamiento de tres variables: costo de desbroce, costo de sostenimiento y costo de drenaje para diferentes condiciones desde saturadas a secas. Debido a las consideraciones de diseño en el talud global, se muestra que el ángulo de talud global es distinto para cada uno de los sectores de diseño, en donde el menor ángulo es de 35° para el SD-04 y el mayor ángulo es de 45° para SD-08. Por lo que, se realizará el análisis de sensibilidad para dichos ángulos anteriormente mencionados.

Para el primer caso, se determinó que para el ángulo de 35° y de acuerdo a las condiciones que se presentan en la gráfica, el costo de desbroce es de US\$ 280'000,000. Asimismo, se muestra que el costo de sostenimiento es de aproximadamente de US\$ 251'000,000 y el costo de drenaje dependerá de las condiciones hidrogeológicas que

influirán directamente en el costo total de extracción. Para ello, según las condiciones observadas y si se presentan condiciones altas de saturación, se tendrá un costo total de aproximadamente de US\$ 711'000,000 para la extracción total del material. Por otro lado, se determinó que dicho ángulo de talud global podría aumentar, lo que conllevaría a una disminución en el costo de desbroce y que de manera inversa aumentaría el costo de sostenimiento, el cual se requerirá en zonas puntales del tajo y se tendría un costo total de US\$ 700'000,000 considerando condiciones saturadas en las paredes del tajo. Por otro lado, los sectores de diseño con ángulos de talud global de 45° presentan costos bajos en el desbroce, pero si se toma en consideración los costos de sostenimiento y drenaje, originaría un costo adicional de US\$ 632'000,000 en el costo total de extracción, lo que podría resultar ser inviable para la operación y como consecuencia aumentaría la probabilidad de falla para distintas zonas del tajo.

Para ello, es importante concluir que si se podría realizar el aumento del ángulo de talud global y que esto nos lleve a disminuir los costos de extracción; sin embargo, al aumentar dicho ángulo puede conllevar a aumentar el porcentaje de probabilidad de falla en dicho talud, lo cual originaría un aumento en el costo de sostenimiento en ciertos sectores de tajo y afecte directamente en el costo total de extracción. Por otro lado, las condiciones hidrogeológicas en las paredes del tajo es una variable independiente a las condiciones climáticas que se presenten en la zona, debido a que la operación se tendrá que adaptar a las condiciones que se presentan en la zona de estudio y dependerá del porcentaje de saturación que podría aumentar o disminuir en el costo final de extracción.

CAPITULO VIII. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

8.1. Conclusiones

i. Modelo Geomecánico

- El Dominio Geotécnico I (DG-01) está conformado por las litologías de calizas, brechas y mármol. Se caracteriza por presentar un RMR_{76} entre 55 a 60. Asimismo, presenta un RQD que varía entre 60-80% y una resistencia a la compresión uniaxial (UCS) entre 70 a 80 MPa.
- El Dominio Geotécnico II (DG-02) se encuentra conformado por la litología de intrusivos. Se caracteriza por presentar un RMR_{76} entre 55 a 65. Asimismo, presenta un valor de RQD que varía entre 70 – 90% y una resistencia a la compresión uniaxial (UCS) entre 80 a 120 MPa.
- El Dominio Geotécnico III (DG-03) se encuentra conformado principalmente por areniscas. Se caracteriza por presentar un RMR_{76} entre 45 a 50. Presenta un valor de RQD que varía entre 40 – 60% y una resistencia a la compresión uniaxial (UCS) entre 40 a 70 MPa.
- De la evaluación estructural, se ha determinado tres dominios estructurales. El Dominio Estructural 01 (DE-01) está ubicada hacia el lado Este y se encuentra conformado por calizas delimitado por la Falla Principal y Falla NO - SE; los sistemas de discontinuidades principales son F1: $72/239^\circ$, F2: $58/73^\circ$ y F3: $81/327^\circ$. El Dominio Estructural 02 (DE-02) está ubicado hacia el lado oeste y conformado por rocas intrusivas; los sistemas de discontinuidades principales son F1: $64/218^\circ$, F2: $61/97^\circ$ y F3: $37/157^\circ$. Por último, el Dominio Estructural 03 (DE-03) se encuentra ubicado hacia el lado este y se encuentra conformado

por la litología de las areniscas, los sistemas de discontinuidades principales son F1: 61/247°, F2:74/16° y F3: 49/157°.

- Con respecto a las características hidrogeológicas del sector donde se proyectará el tajo abierto, se ha encontrado que las mayores precipitaciones se encuentran entre los meses de setiembre a abril (100 a 140 mm, respectivamente); por lo que para el diseño geotécnico de los taludes se ha considerado a partir de condiciones saturadas.

ii. Diseño geotécnico:

- Para el DG-01 se determinaron 18 orientaciones de análisis anisotrópico que van de 0 a 360°, así como alturas interrampa de 50 y 100 m, y una altura de 250 m de profundidad para el talud global. Asimismo, para el DG- 02 se determinó 8 orientaciones de análisis, las cuales presentan alturas máximas de interrampa de 50 y 100 m, así como una altura de 200 m de profundidad para el talud global. Por último, en el DG-03 se determinó 8 orientaciones de análisis, las cuales presentan alturas interrampa de 50 m y características anisotrópicas desfavorables.
- A partir de los análisis de conciliación de bancos considerando la topografía actual del tajo, se determinó que el 70% de las bermas presentan anchos menores a 3.5 m. para el DG – 01 y se ha observado que las bermas se encuentran colmatadas con material fallado de los bancos superiores.
- Del análisis geotécnico, se ha determinado 21 sectores de diseño, los cuales se detallan en la siguiente tabla:

Sector de Diseño (SD)	Dominio Geotécnico (DG)	Orientación (°)	Diseño de taludes interrampa y global			Diseño de taludes de banco		
			Ángulo Interrampa Máximo (°)	Ángulo Interrampa Máximo (°)	Ángulo de talud global máximo	Altura de banco	Ángulo de banco	Ancho de berma
			50 m	100 m	(°)	(m)	(°)	(m)
SD-01	DG-I	210-270	47	-	38	6	75	4.0
SD-02	DG-I	330-360	55	47	40	6	75	4.0
SD-03	DG-I	030-060	44	45	39	6	75	4.0
SD-04	DG-I	030-060	44	45	35	6	74	4.0
SD-05	DG-III	030-060	37	-	-	6	76	4.5
SD-06	DG-III	030-060	36	-	-	6	78	4.5
SD-07	DG-III	030-060	36	-	-	6	76	4.5
SD-08	DG-I	240-270	60	47	45	6	70	4.0
SD-09	DG-I	150-180	55	44	40	6	65	3.5
SD-10	DG-I	300-330	60	53	42	6	80	3.5
SD-11	DG-II	330-360	65	53	43	6	80	3.5
SD-12	DG-I	330-360	60	53	39	6	80	3.5
SD-13	DG-I	030-060	44	37	38	6	78	4.5
SD-14	DG-II	060-090	44	-	-	6	74	4.5
SD-15	DG-I	210-240	47	-	45	6	75	4.0
SD-16	DG-II	150-180	65	48	35	6	74	3.5
SD-17	DG-II	300-330	65	53	41	6	80	3.5
SD-18	DG-II	240-270	65	48	45	6	73	3.5
SD-19	DG-III	240-270	37	-	-	6	66	4.5
SD-20	DG-II	030-060	65	53	42	6	80	3.5
SD-21	DG-III	030-060	44	-	-	6	78	4.5

iii. Interacción minada a cielo abierto y excavaciones subterráneas

- De la evaluación numérica, se ha determinado que la variación de los esfuerzos principales mayor y menor (σ_1 y σ_3) en las paredes de los taludes durante las fases de minado y considerando la influencia de las excavaciones subterráneas presentan valores de 0.94% y 0.12 %, respectivamente; por lo que se concluye que las excavaciones subterráneas no influirán en el análisis de estabilidad de los taludes.

- Del modelo numérico, se ha determinado que el pilar corona generado durante el minado superficial y las excavaciones subterráneas presenta un aumento de esfuerzos compresivos (σ_1) y disminución de esfuerzos confinantes (σ_3). Por lo que se ha determinado que el espesor mínimo de pilar corona estable al momento de interactuar tajo y excavaciones subterráneas debe ser de 17 m.

iv. **Análisis económico para el diseño del ángulo global:**

- A partir del análisis económico, se determinó tres variables económicas como son el costo de material de desbroce, costo de sostenimiento y costo de drenaje a distintas condiciones de agua (desde seco hasta saturado). Además, se determinó que al aumentar el ángulo de talud global disminuye el costo de material de desbroce; sin embargo, al aumentar el ángulo global aumentaría el costo de sostenimiento para la estabilización, lo que ocasionaría que el costo total para el proyecto sería mayor. Por otro lado, es importante observar que el costo de drenaje es un costo adicional para diferentes condiciones de talud que depende de las condiciones hidrogeológicas de la zona de estudio, ya que es una variable que afecta en el aumento y/o disminución en el costo total de extracción para la operación.

8.2. Recomendaciones

i. Modelo Geomecánico

- Se recomienda realizar la actualización de la base de datos geotécnicos a partir del mapeo, logueo geotécnico y ensayos de laboratorio, con el objetivo de incrementar la confiabilidad en el diseño geotécnico.

- Con respecto al modelo hidrogeológico, se debe realizar la instalación de una red piezométrica en la zona de influencia del tajo abierto con la finalidad de determinar el nivel freático que se presentará en el tajo durante la etapa de explotación, así como el continuo registro de precipitaciones en la zona del proyecto del tajo.

ii. Diseño Geotécnico

- Se recomienda realizar frecuentemente la conciliación de banco – berma con el objetivo de mantener los parámetros de diseño y evaluar el comportamiento de la estabilidad de los taludes, de tal manera que los Factores de Seguridad cumplan con las condiciones geotécnicas de diseño al momento de realizar la explotación del tajo abierto.
- Es preciso el uso de voladura controlada para evitar el daño y propagación de fracturas en los diseños de bancos recomendados, de tal manera de asegurar el funcionamiento de los mismos que es contener el material que puede provenir de niveles superiores y ocasionar daños a equipos y/o personal que se encuentre operando en niveles inferiores.
- Existe la probabilidad de falla potencial de planos de debilidad en diferentes sectores del tajo a nivel interrampa y global; por lo que se recomienda el uso de instrumentación y monitoreo en las paredes del tajo a partir de prismas y/o radares que registren los desplazamientos en las paredes del mismo y prevenir posibles ocurrencias de fallas.

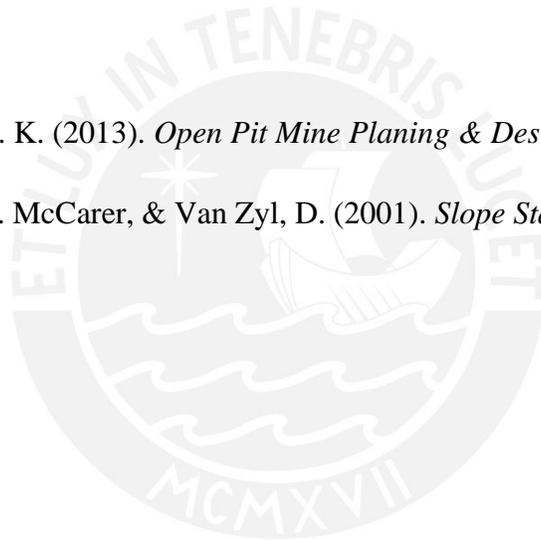
iii. Interacción minada a cielo abierto y excavaciones subterráneas antiguas

- Durante el minado a tajo abierto con profundidades mayores a 70 m, se recomienda implementar un conjunto de procedimientos que permitan determinar la forma y la extensión de las excavaciones subterráneas antiguas, de tal manera que garantice la seguridad y productividad en la operación. A continuación, se detalla algunos métodos para determinar la geometría de dichas labores subterráneas:
 - Taladros de prueba direccionados de manera vertical e inclinadas que nos permita determinar la forma y extensión de las excavaciones
 - Técnicas geofísicas que incluyan pruebas de sismicidad, conductividad y métodos gravimétricos.
 - Pruebas de radar de posicionamiento ya sean del tipo SAR o RAR, con el objetivo de observar las deformaciones en el terreno y en zonas que presenten subsidencia por la interacción con excavaciones abandonadas.
 - Métodos topográficos de medición electrónica (EDM) con estaciones totales y el uso de prismas para observar el desplazamiento total que existe en el terreno.
 - Cámaras de circuito cerrado que permitan introducirse a través de los orificios creados por los taladros de prueba, de tal manera de observar el dimensionamiento de las excavaciones.

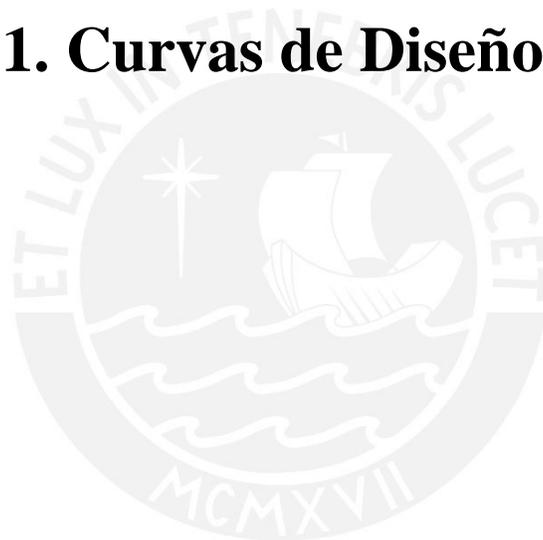
Bibliografía

1. (Deere et. (1963,1967). Rock Quality Designation.
2. Barton, N. (1976). *The Shear Strenght of Rock and Joints*.
3. Barton, N. (2007). *Rock quality, seismic velocity, attenuation and anisotropy*. London: Taylor & Francis e- Library.
4. Bieniawski, Z. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications*. J. Willey & Sons.
5. Call, R. a. (1991). *Open Pit Rock Mechanics*. SME Mine.
6. Castagna, J.P., M.L. Batzle, and R.L. Eastwood . (1985). *Relationshio between compressional wave and shear wave velocities in clastic silicate rocks*. *Geophysics*, 50, 571-581.
7. Estherhuiezen, G. (2004). *SBlock v2.01, User Guide and Reference Manual*.
8. Goodman, R. &. (1985). *Block Theory and Its Application to Rock Engineering*. Prentice Hall: Englewood Cliffs, NJ.
9. Goodman, R. E. (1989). *Introduction to Rock Mechanics*. New York: Willey.
10. Hoek and Bray. (1981). *Rock Slope Engineering*. 3rd Edition.
11. Hoek, E. , Carranza, C & Corkum B. (2002). (2002). *Hoek-Brown Failure Criterion 2002 Edition*. Toronto: 5th North American Rock Mechanics Symposium & 17th Tunneling Association of Canada Conference.
12. Hoek, E. (s.f.). *Strength of Rock and Rock Masses* . *ISRM News J.*, 2(2):4-16.
13. Hormazabal , E. (2013). *Bench Berm design using Probabilistic Keyblock Analysis*. Brisbane: Australian Centre for Geomechanics, pp:227-236.
14. Kennedy, B. (1989). *Surface Mining*. Colorado: SME.

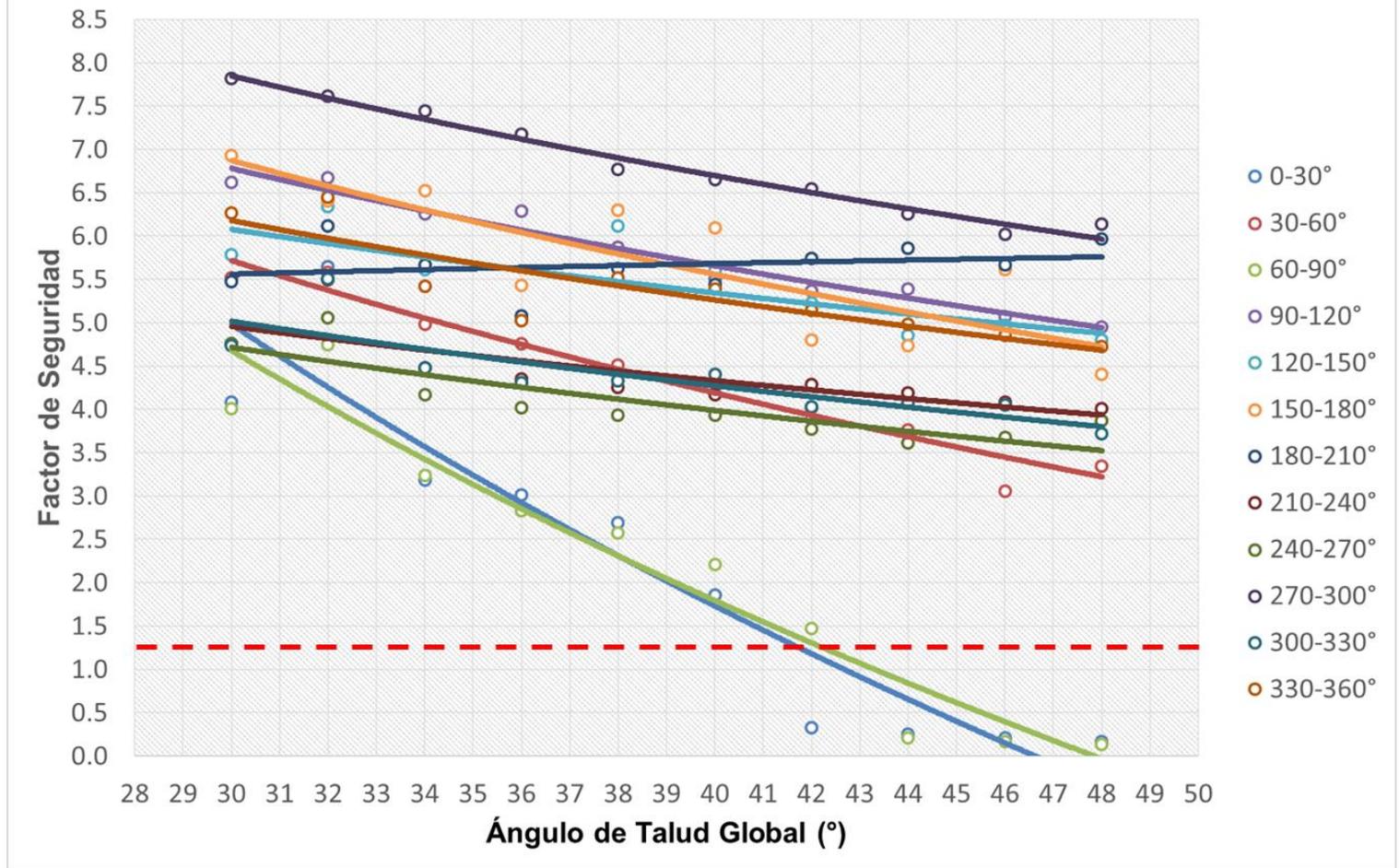
15. Pehovaz, H. I. (2014). *Apuntes del Curso de Mecánica de Rocas*. Lima.
16. Priest, S.D. & Hudson, J.A. (1976). *Discontinuity spacings in rocks* . Int J Rock Mech Min Sci & Geomech Abstr , 13(5): 135 - 148.
17. Read, J. & Stacey, P. (2009). *Guidelines for Open Pit Slope Design* . CRC Press, 1st Ed. USA.
18. Rosas Lizárraga, S. (2013). *Apuntes del Curso de Geología de Minas*. Lima.
19. Subterránea, F. C. (2009). *Hidrogeología Conceptos básicos de hidrología subterránea*. Barcelona: Comisión Docente Curso Interancional de Hidrología Subterránea.
20. W. Hustrulid, M. K. (2013). *Open Pit Mine Planing & Design*. CRC Press.
21. W. Hustrulid, M. McCarer, & Van Zyl, D. (2001). *Slope Stability in Surface Mining*. SME.



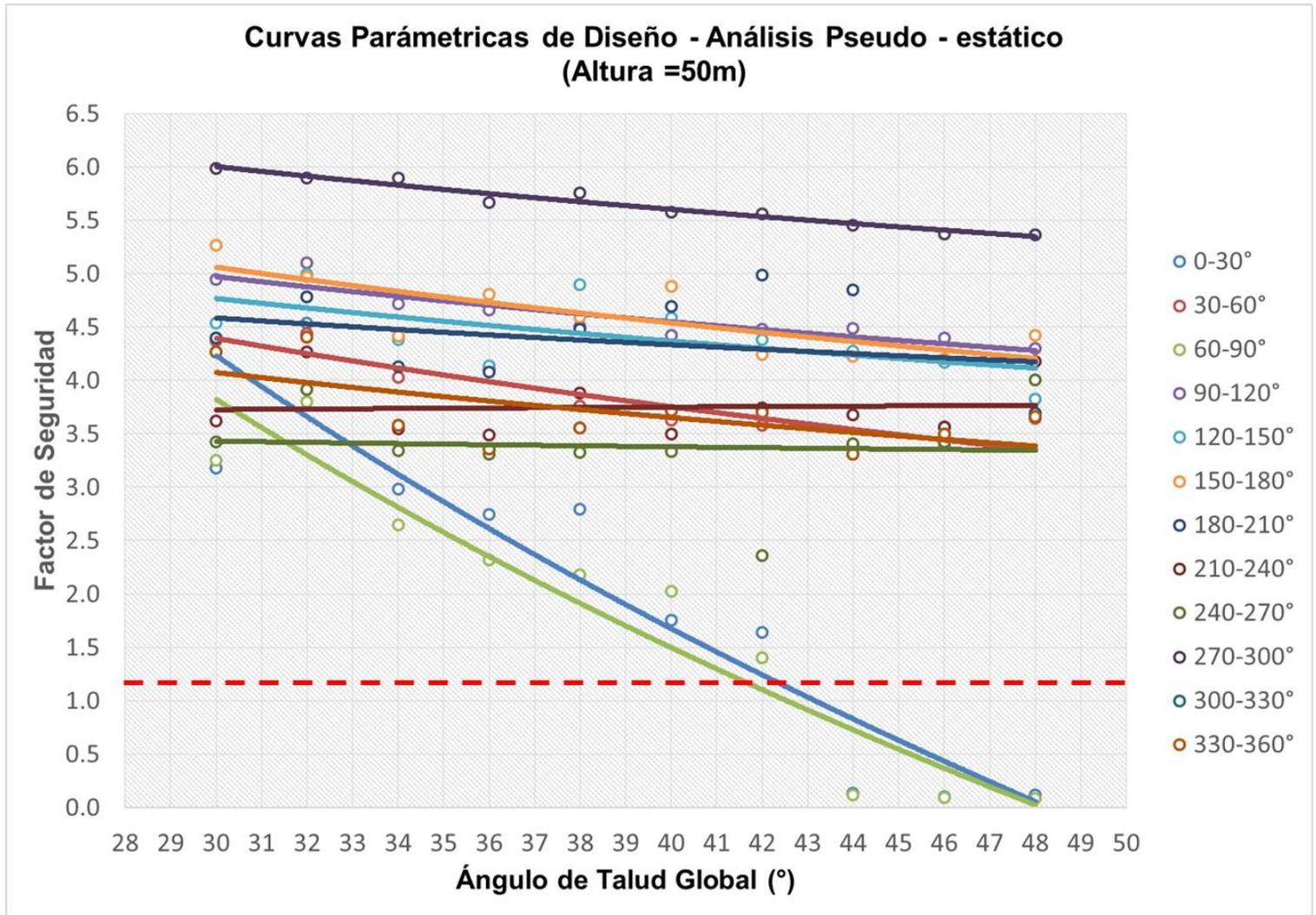
Anexo N°1. Curvas de Diseño



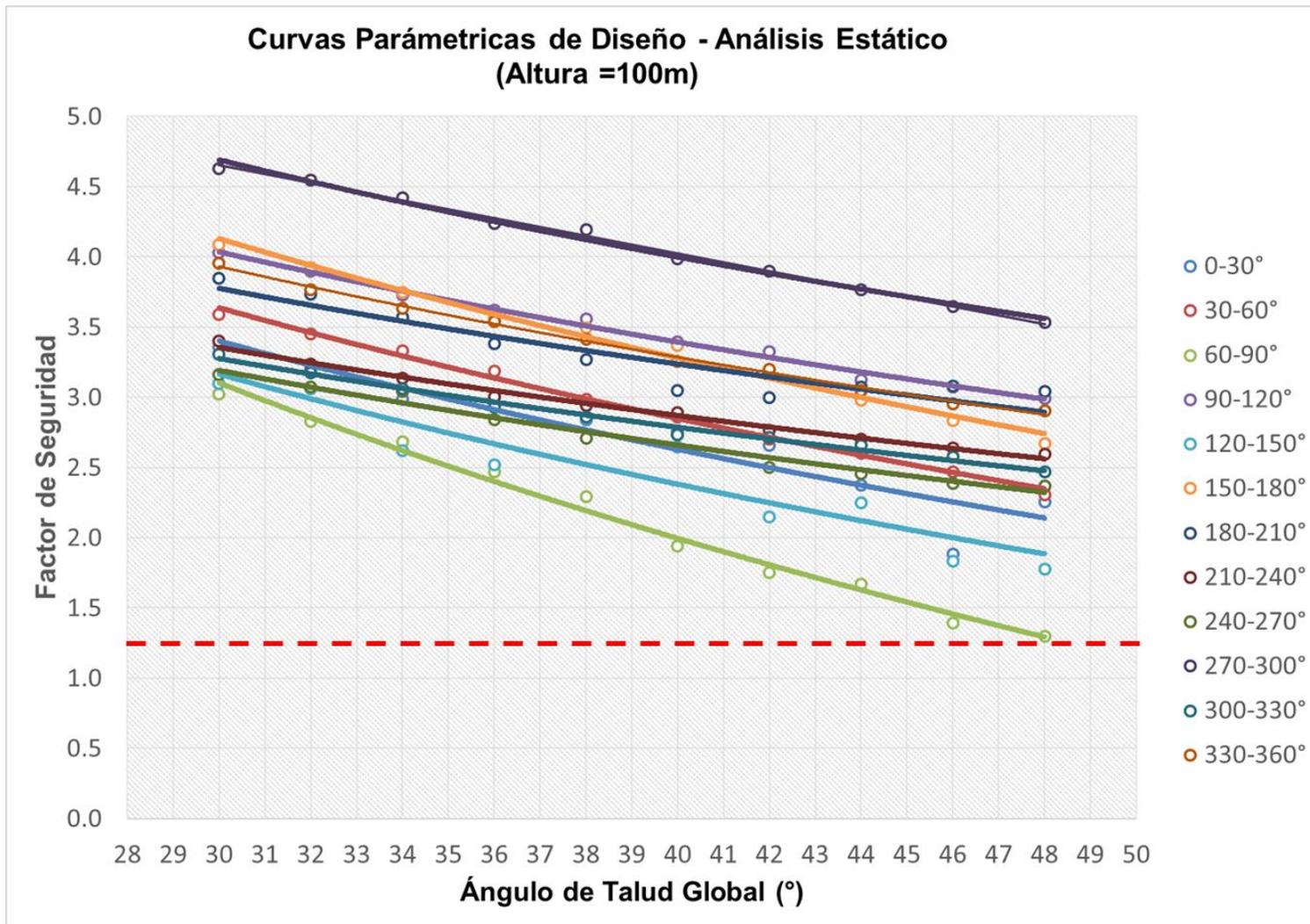
**Curvas Paramétricas de Diseño - Análisis Estático
(Altura = 50m)**



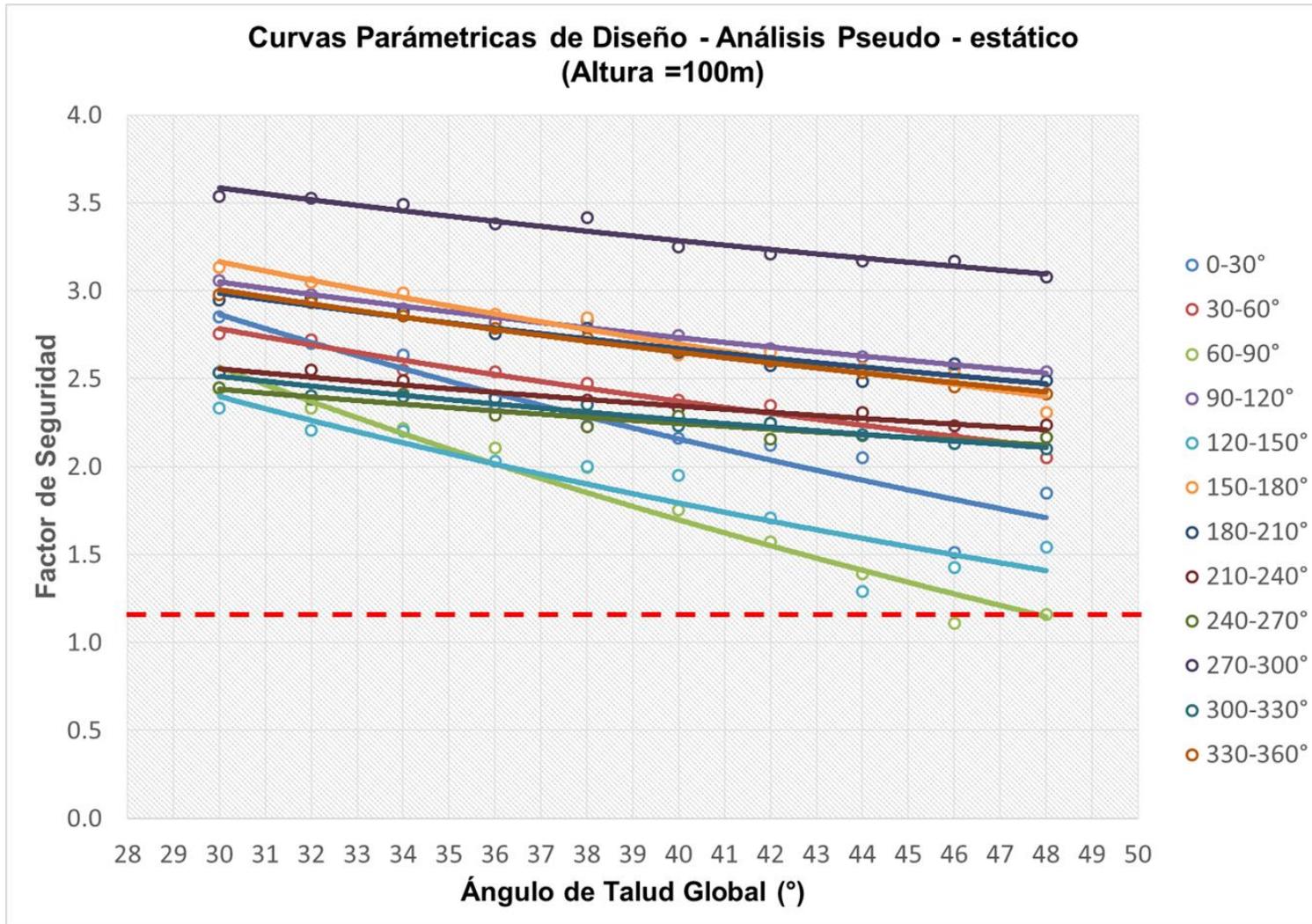
Dominio Geotécnico - 01 (Altura = 50 m)
Análisis Estático



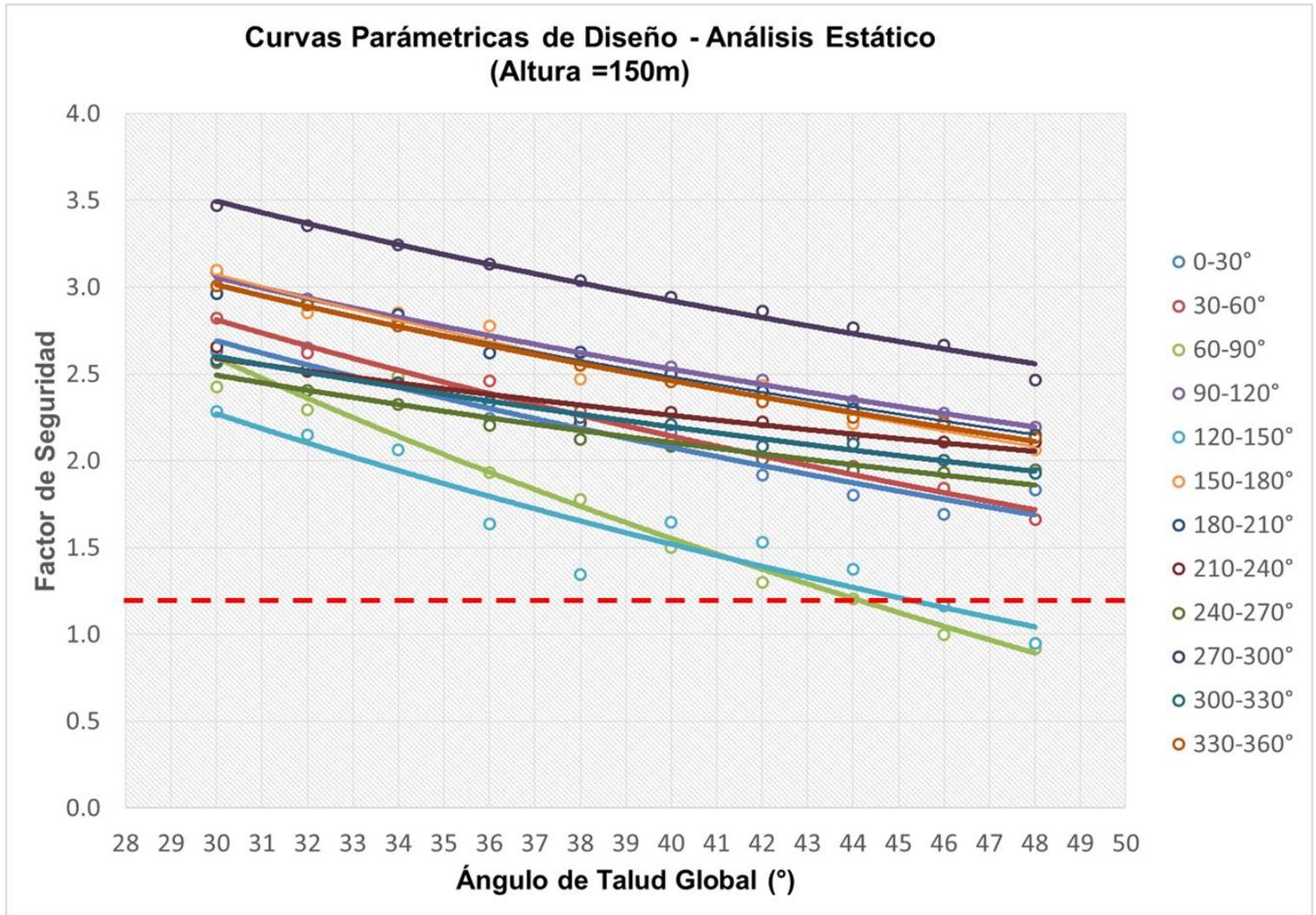
Dominio Geotécnico - 01 (Altura = 50 m)
Análisis Pseudo - Estático



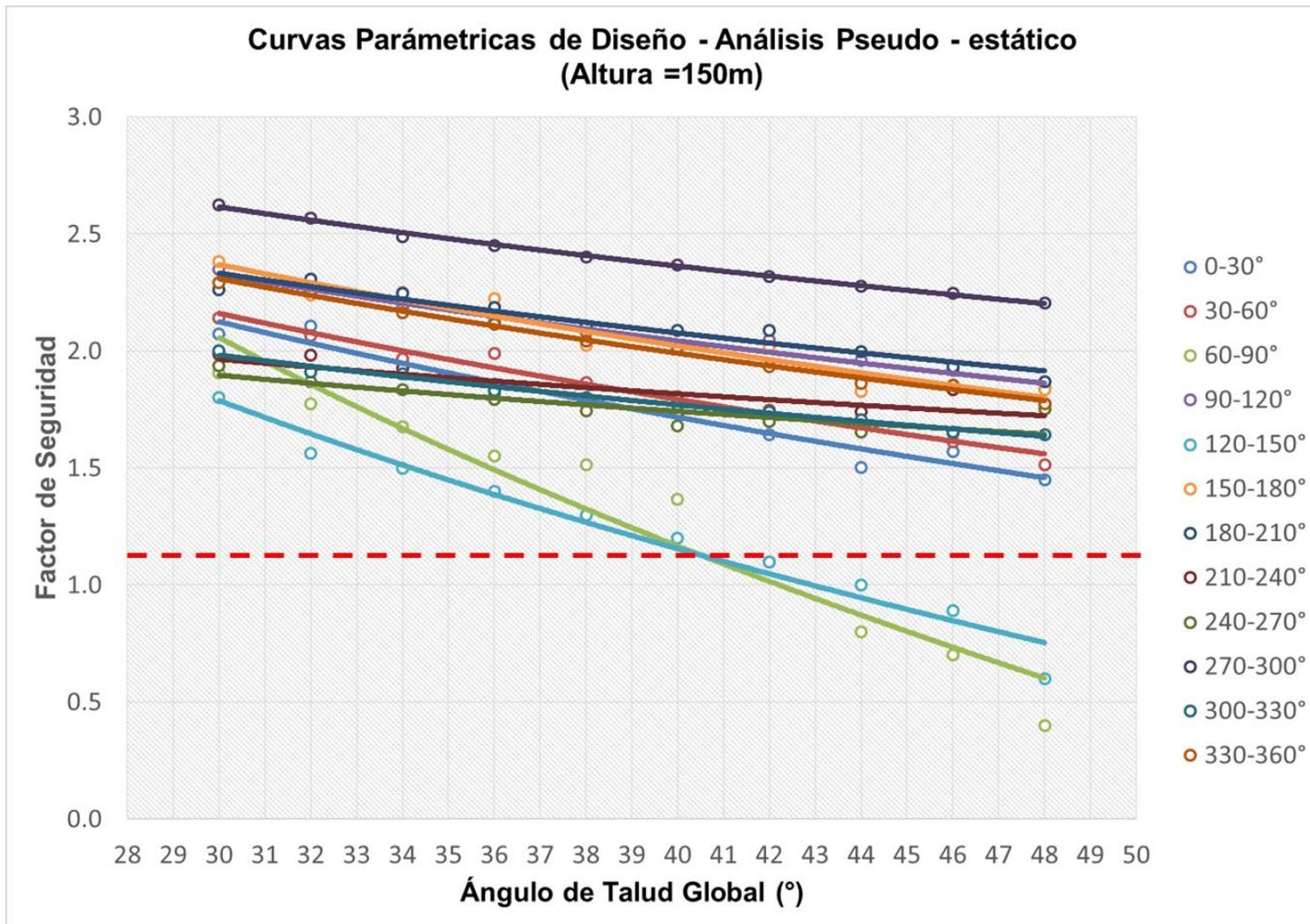
Dominio Geotécnico - 01 (Altura = 100 m)
Análisis Estático



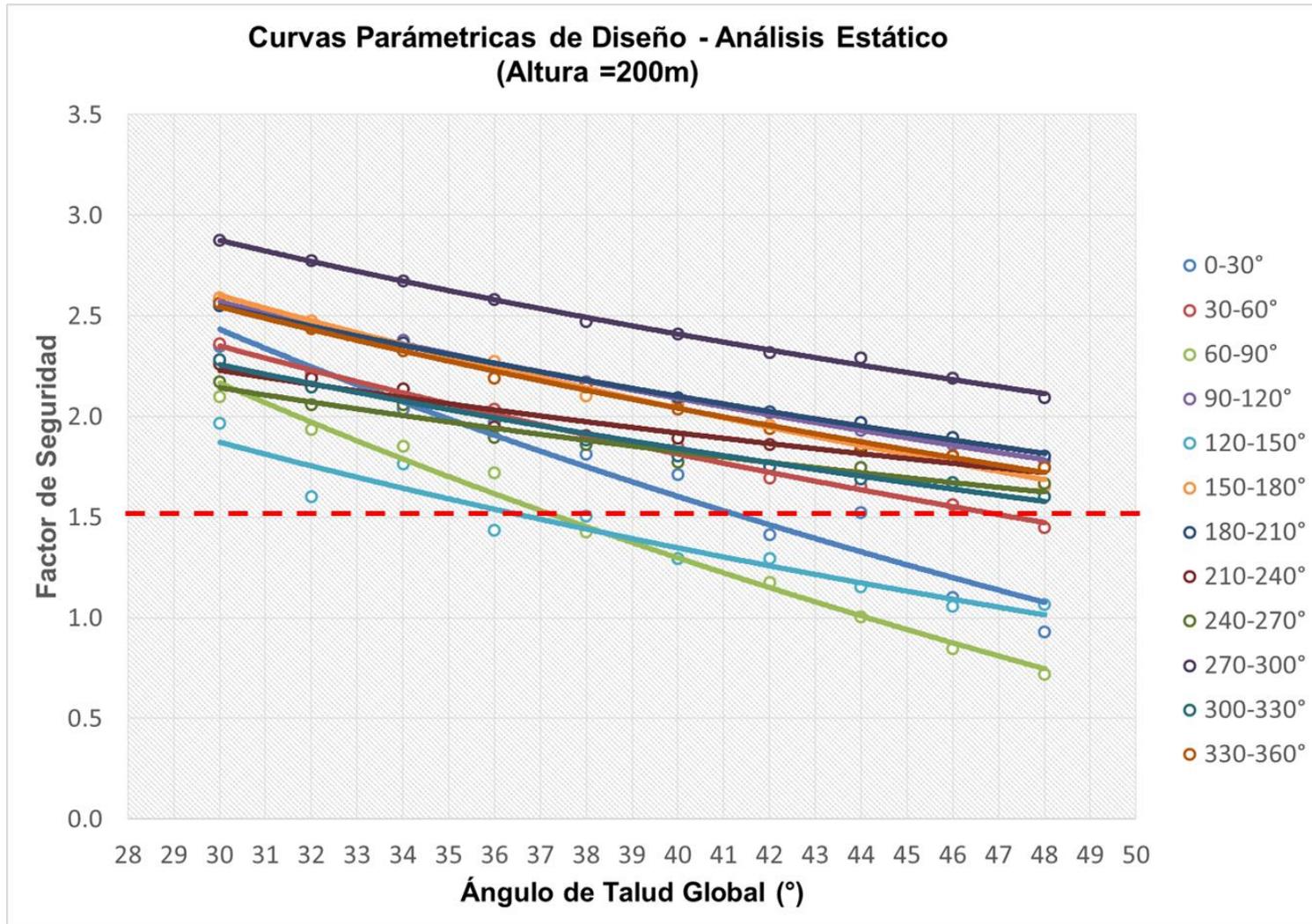
Dominio Geotécnico - 01 (Altura = 100 m)
Análisis Pseudo - Estático



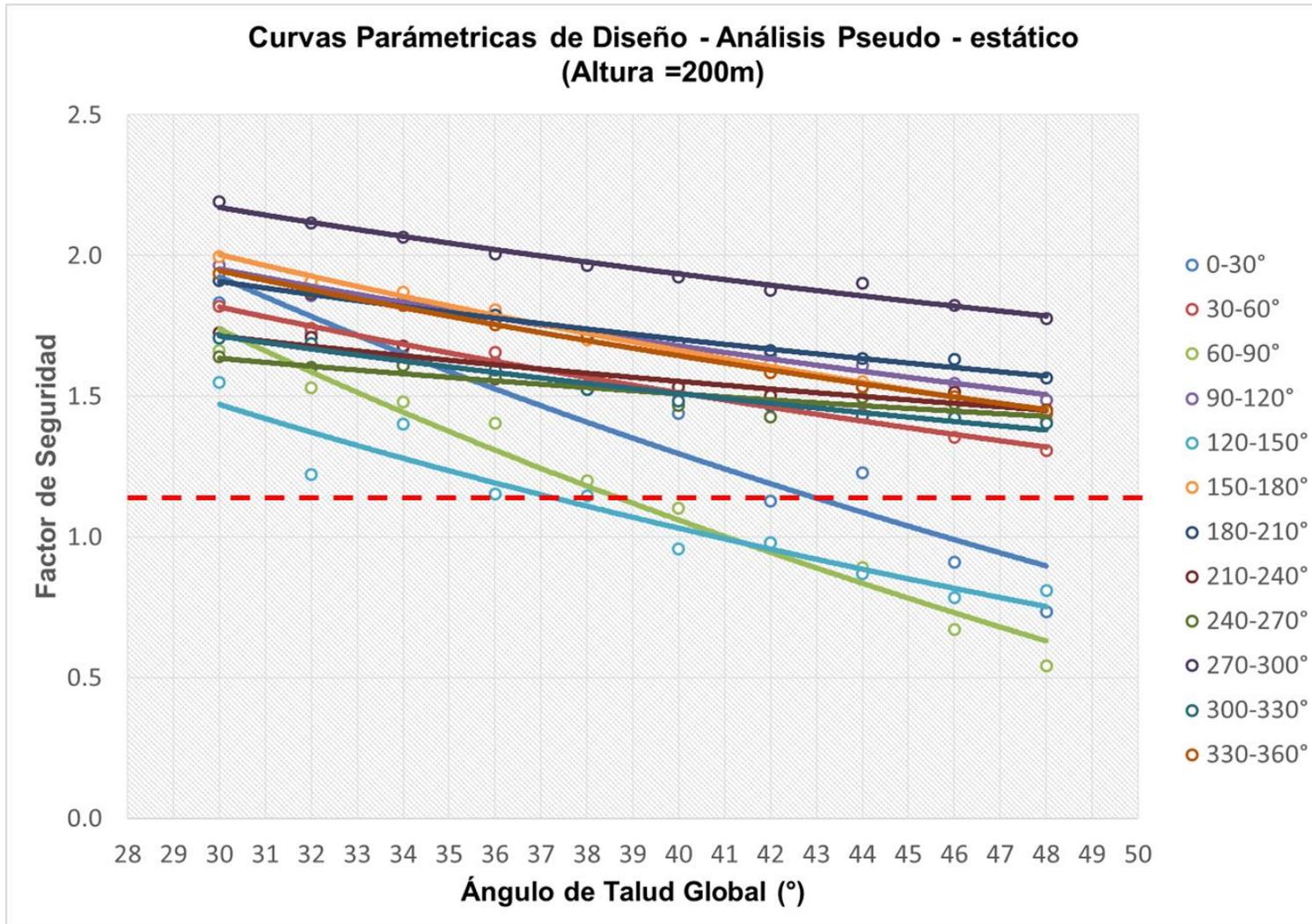
Dominio Geotécnico - 01 (Altura = 150 m)
Análisis Estático



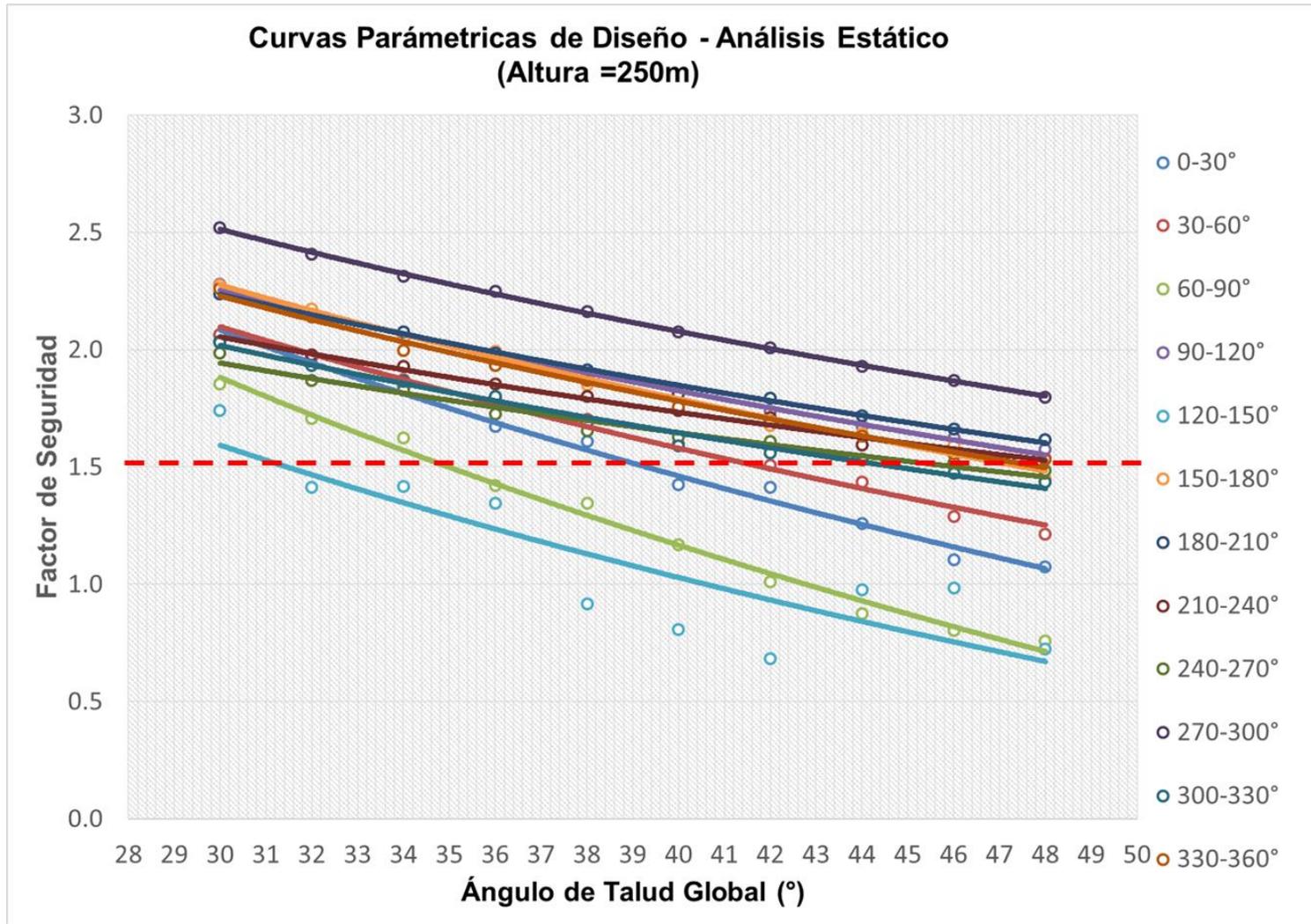
Dominio Geotécnico - 01 (Altura = 150 m)
Análisis Pseudo - Estático



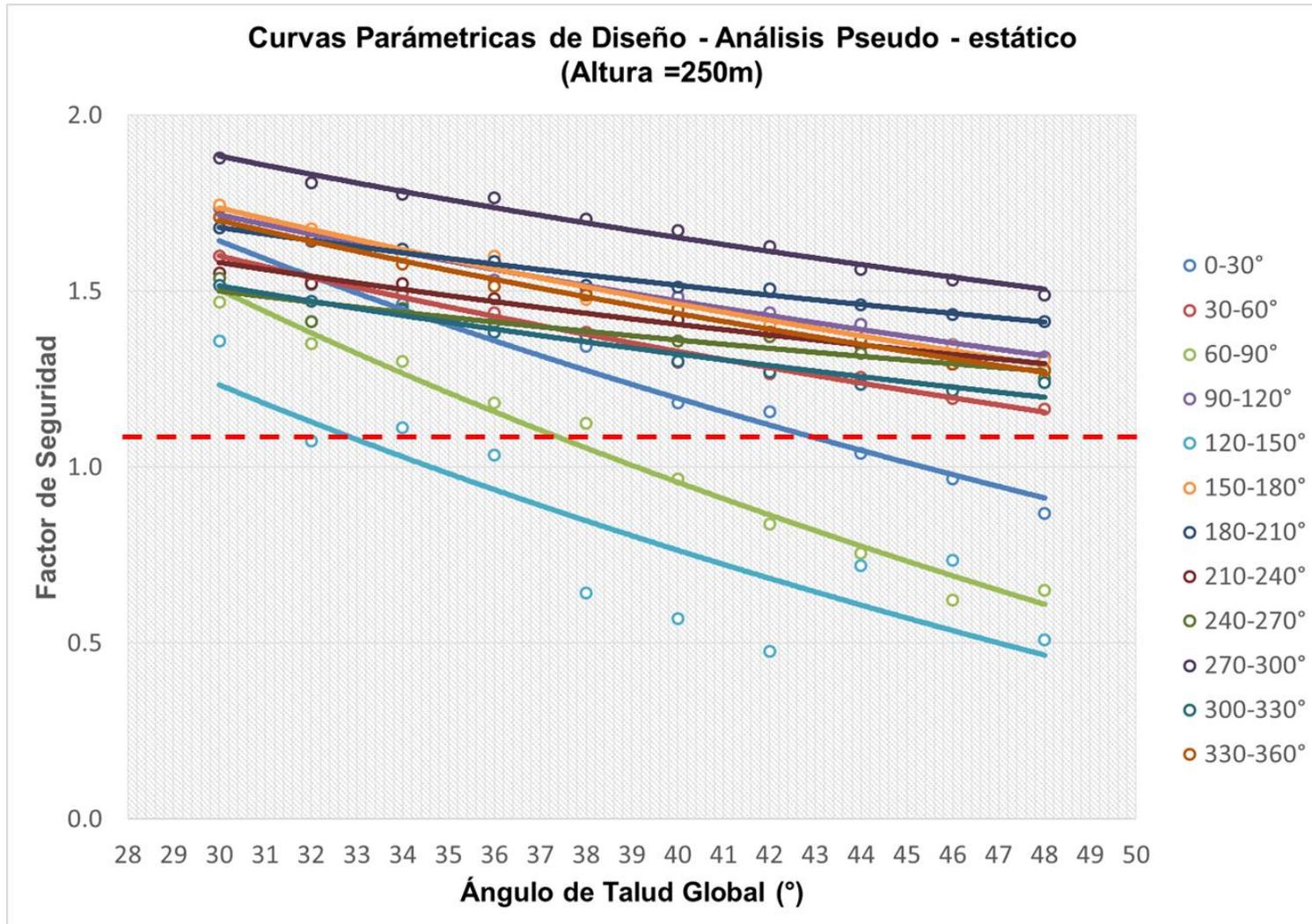
Dominio Geotécnico - 01 (Altura = 200 m)
Análisis Estático



Dominio Geotécnico - 01 (Altura = 200 m)
Análisis Pseudo - Estático

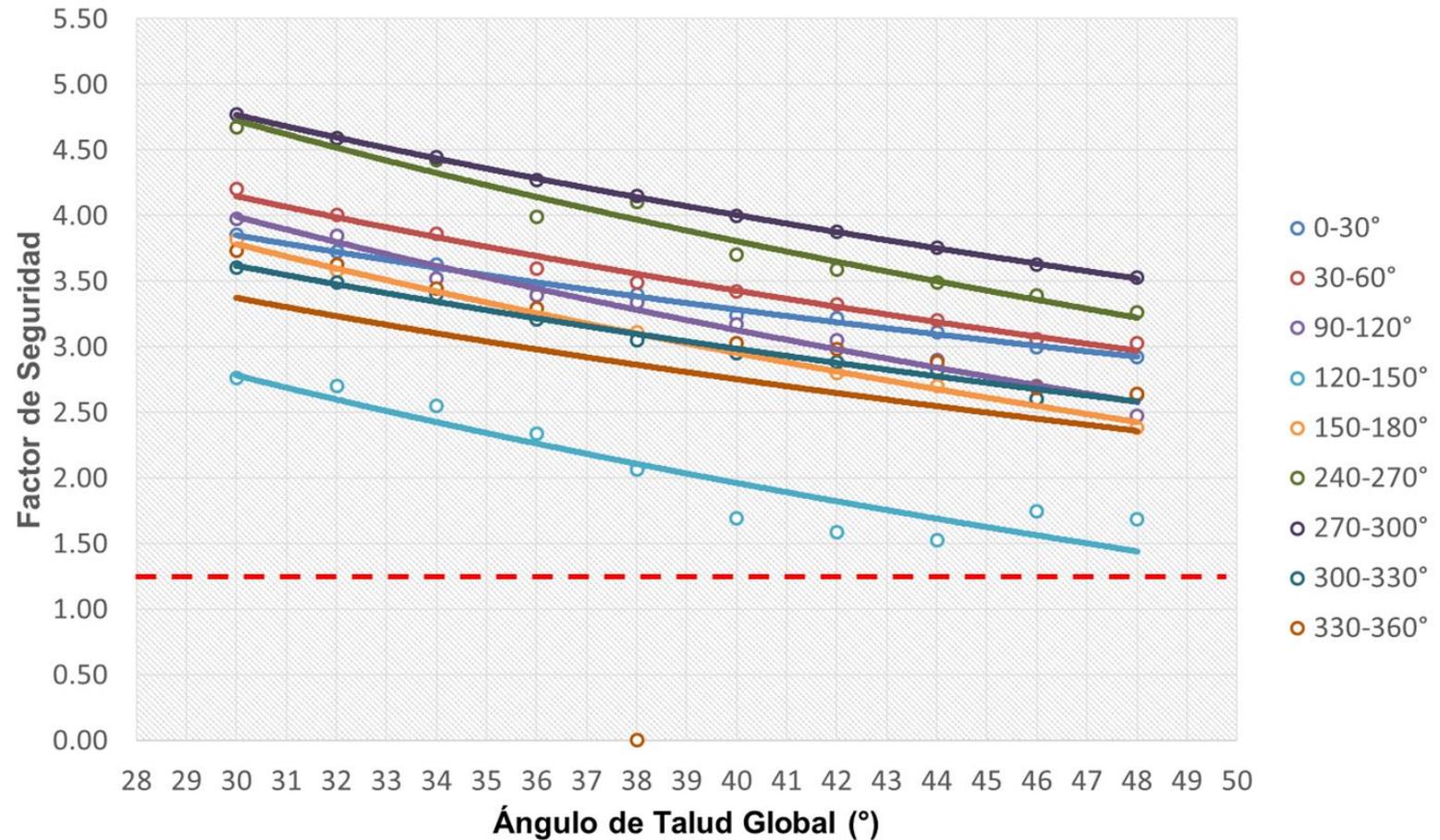


Dominio Geotécnico - 01 (Altura = 250 m)
Análisis Estático

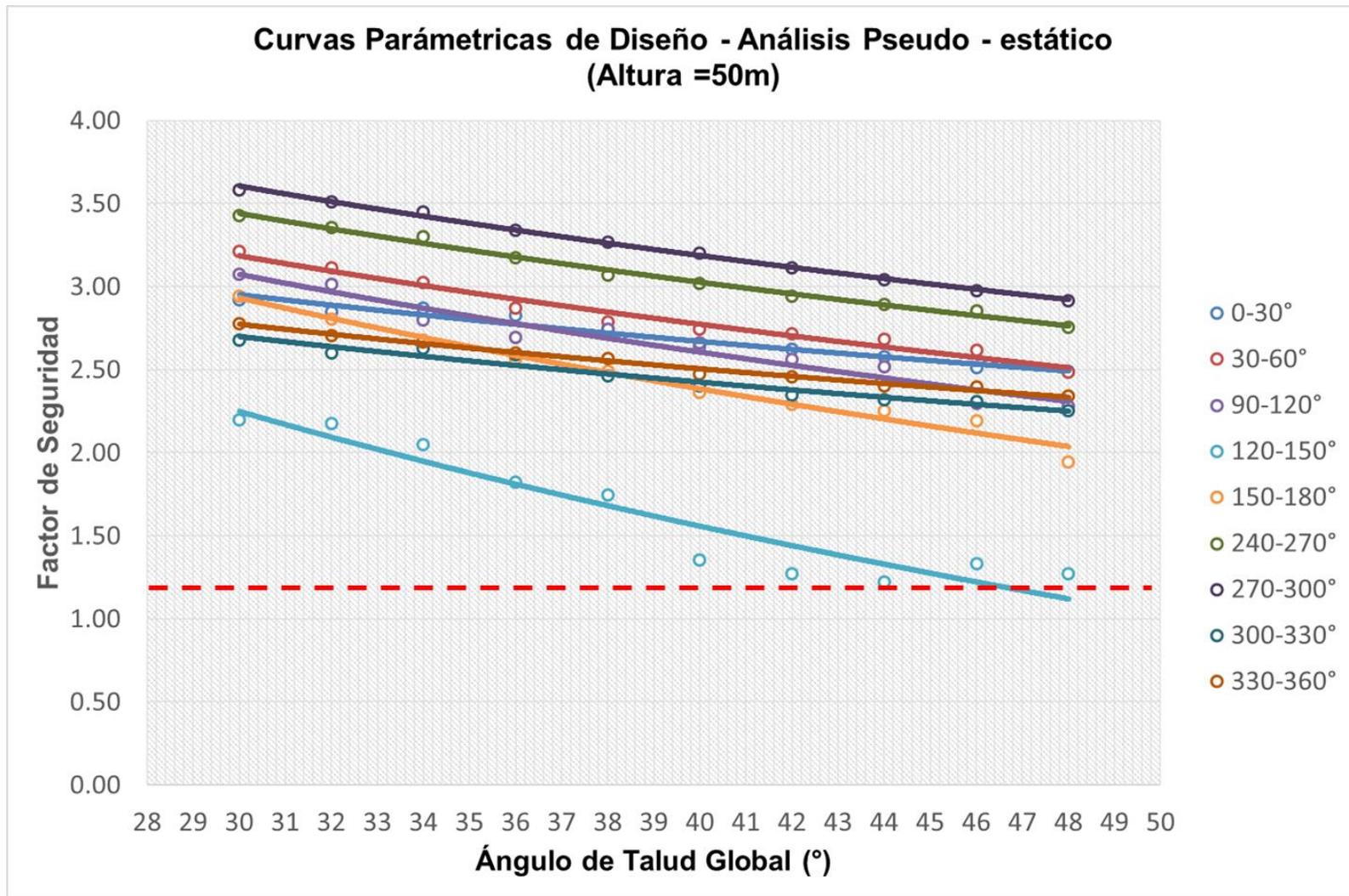


Dominio Geotécnico - 01 (Altura = 250 m)
Análisis Pseudo - Estático

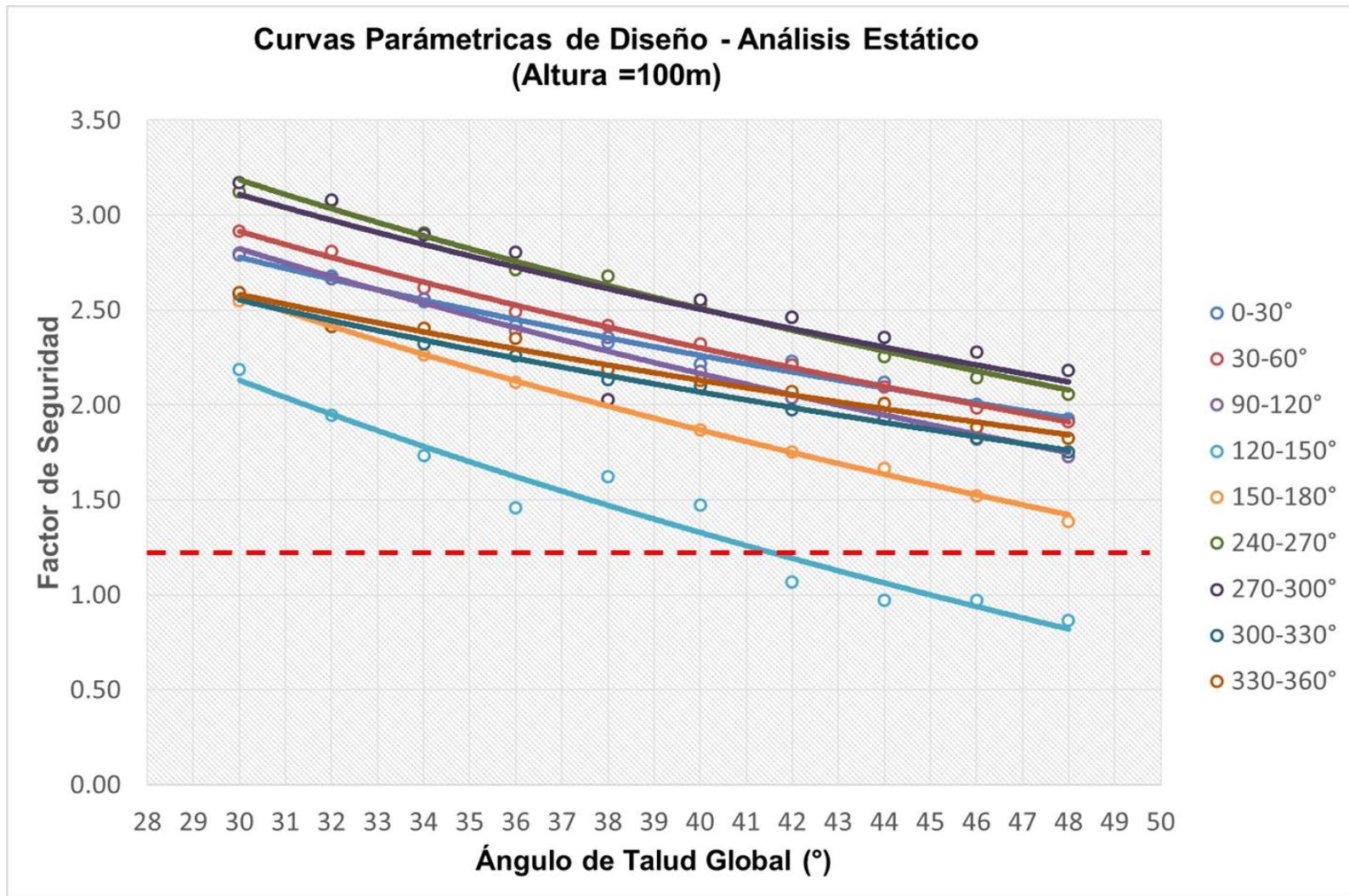
Curvas Paramétricas de Diseño - Análisis Estático (Altura = 50m)



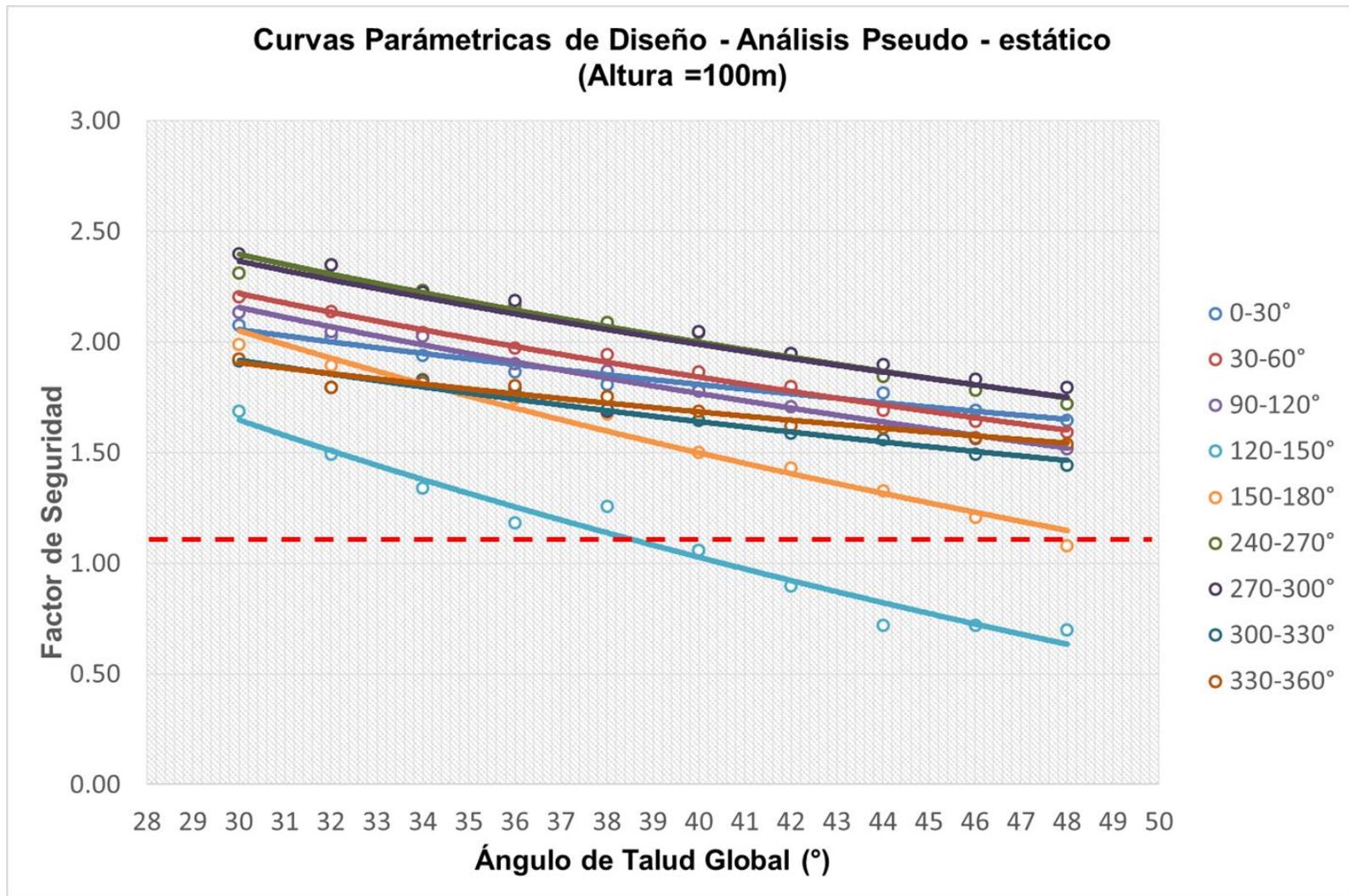
Dominio Geotécnico - 02 (Altura = 50 m)
Análisis Estático



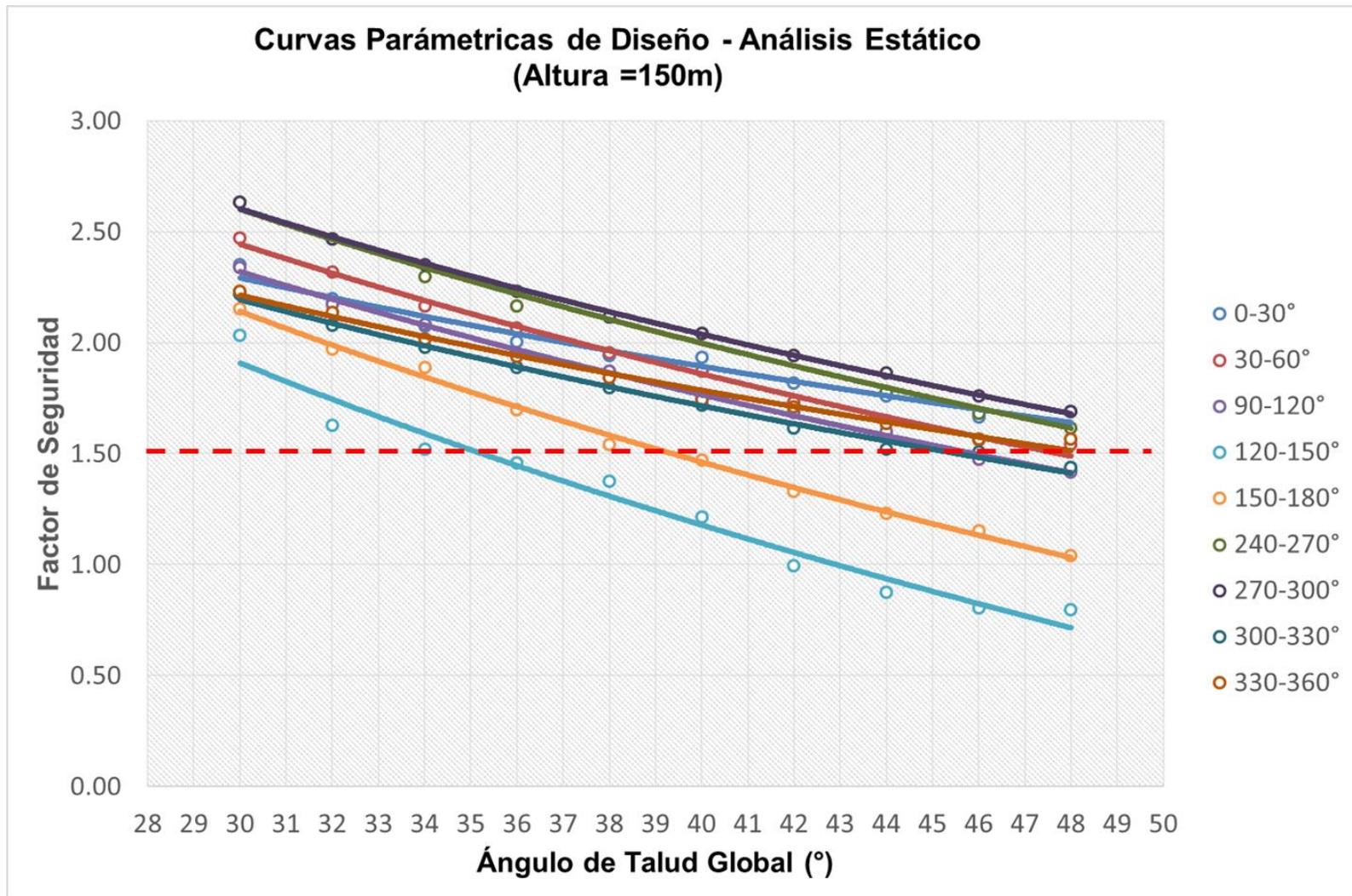
Dominio Geotécnico - 02 (Altura = 50 m)
Análisis Pseudo - Estático



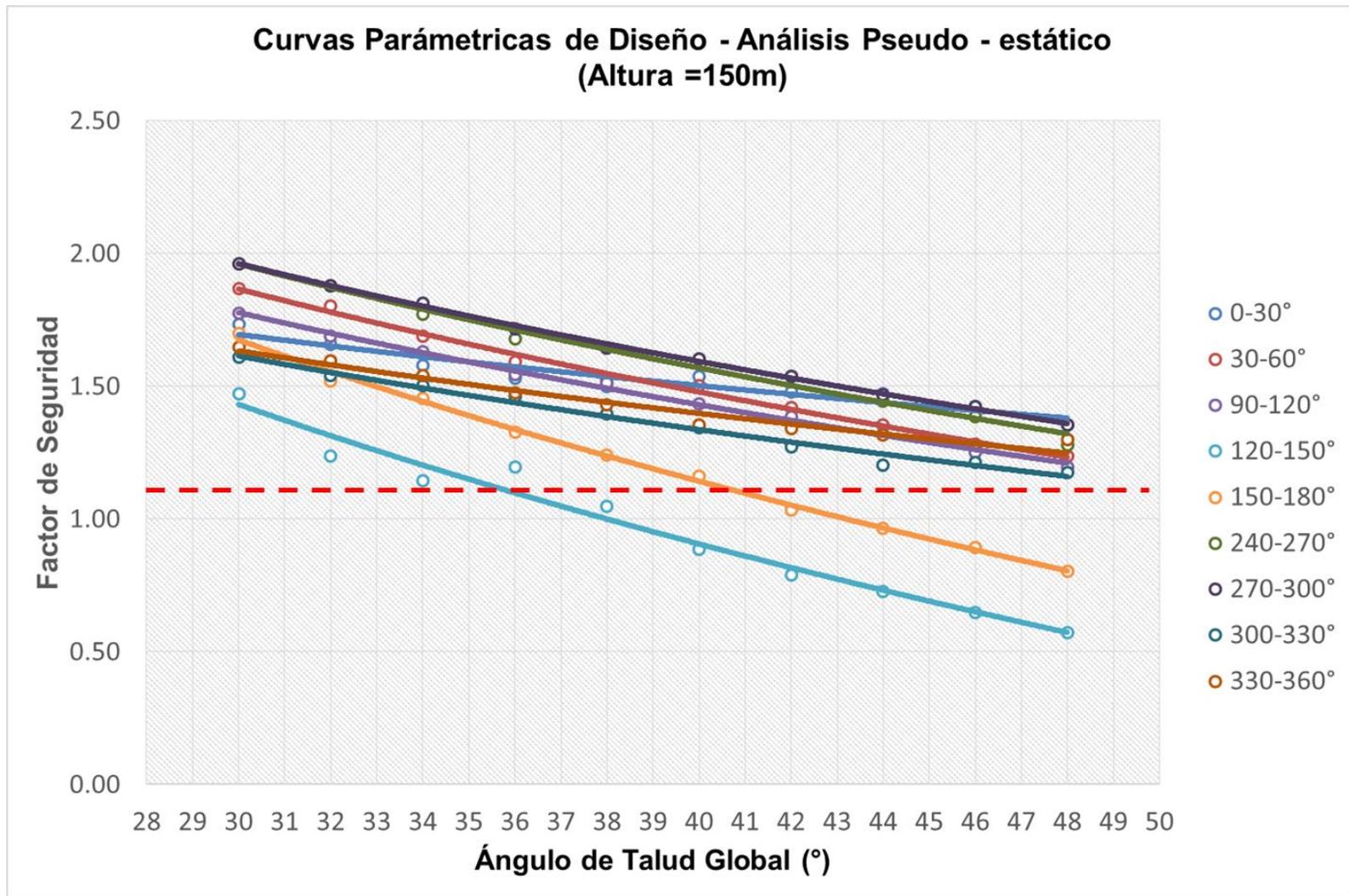
Dominio Geotécnico - 02 (Altura = 100 m)
Análisis Estático



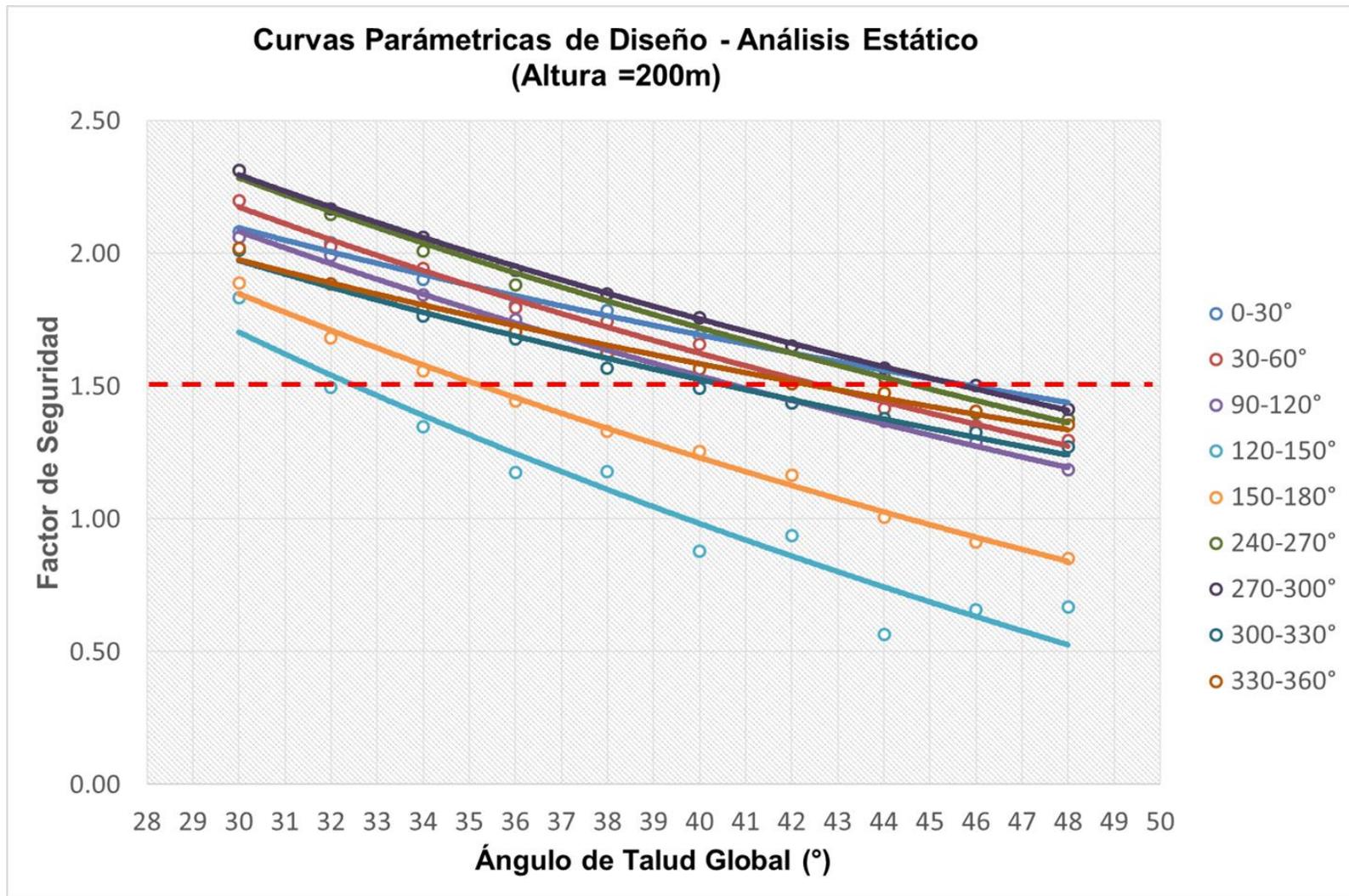
Dominio Geotécnico - 02 (Altura = 100 m)
Análisis Pseudo - Estático



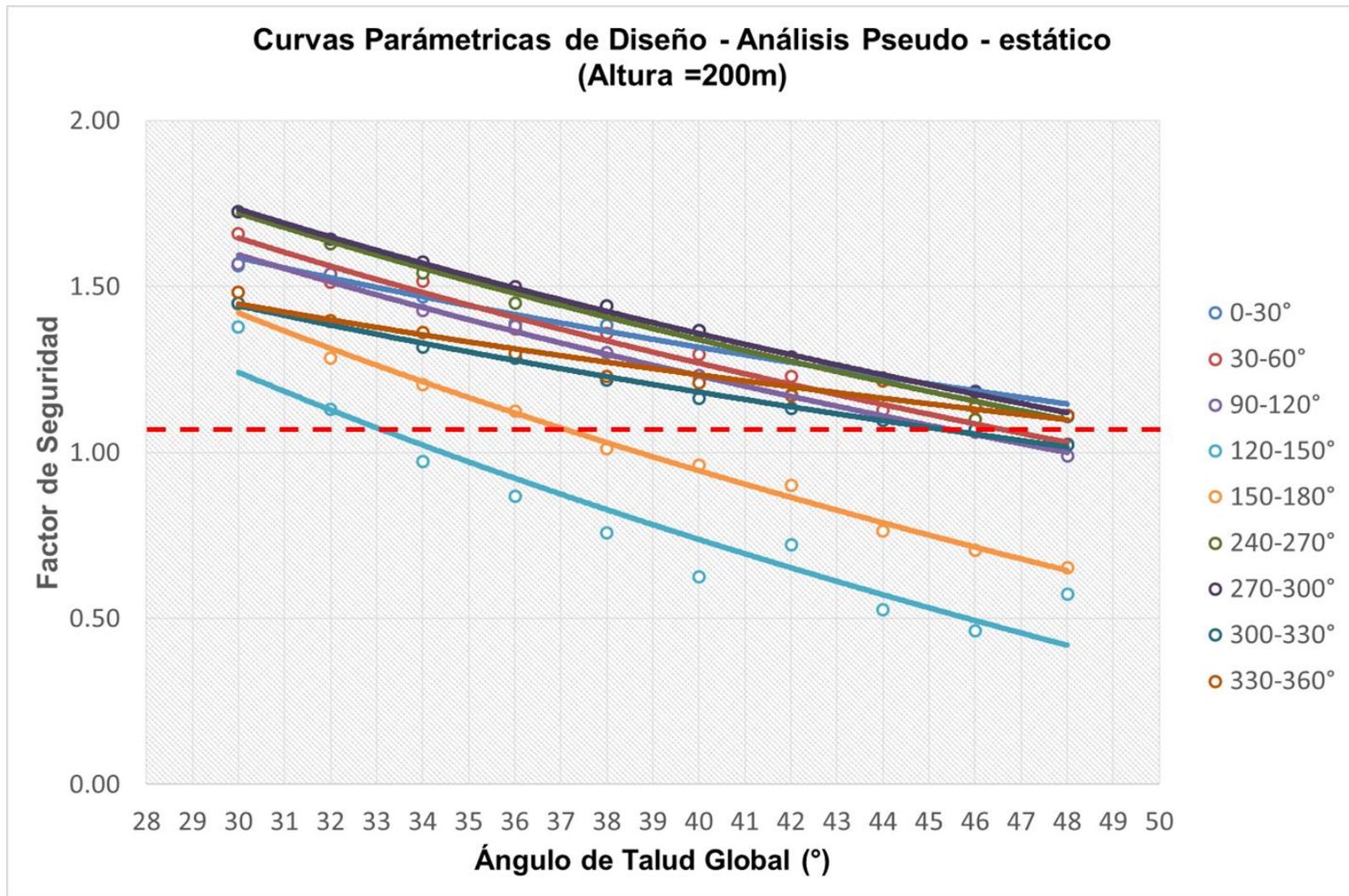
Dominio Geotécnico - 02 (Altura = 150 m)
Análisis Estático



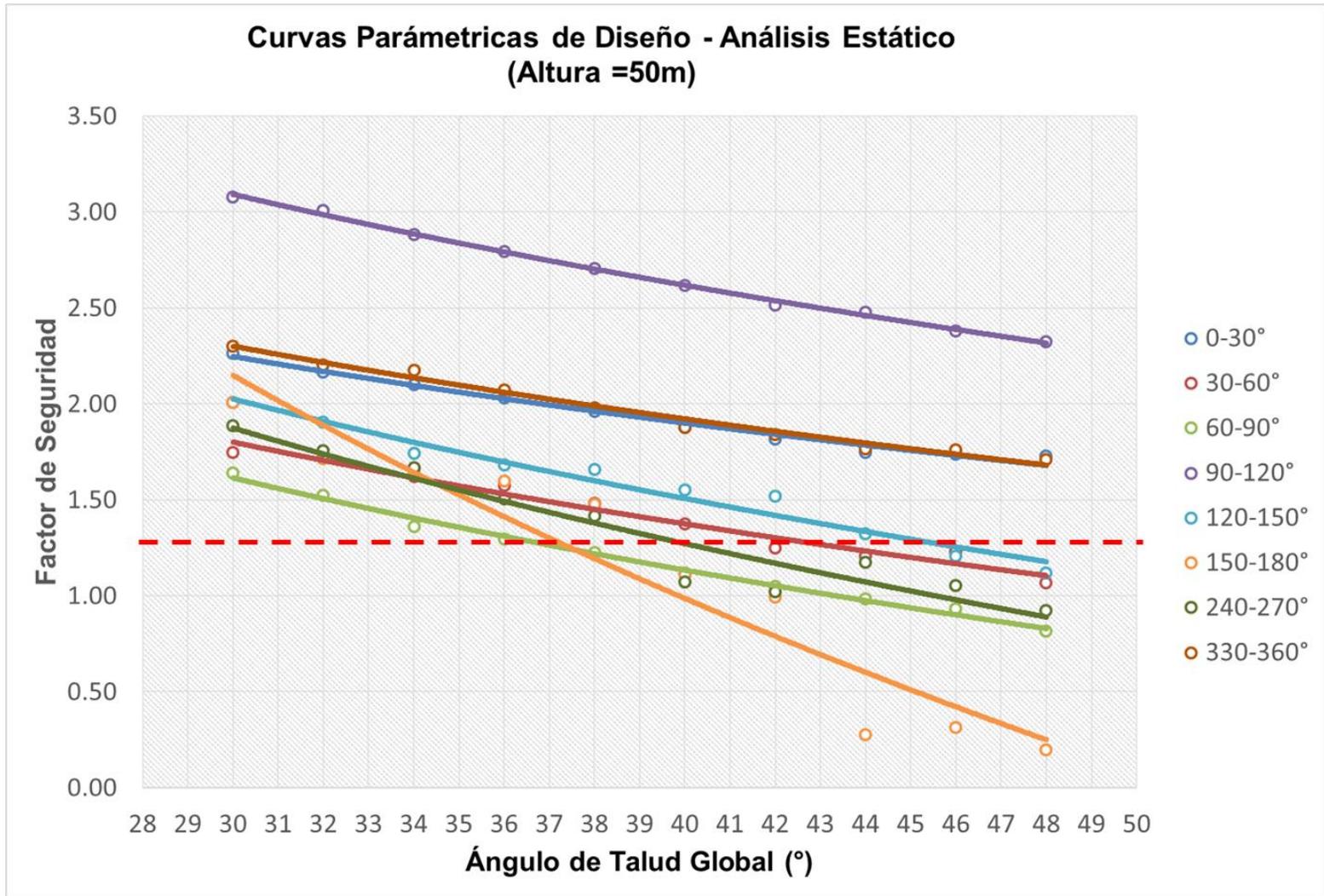
Dominio Geotécnico - 02 (Altura = 150 m)
Análisis Pseudo - Estático



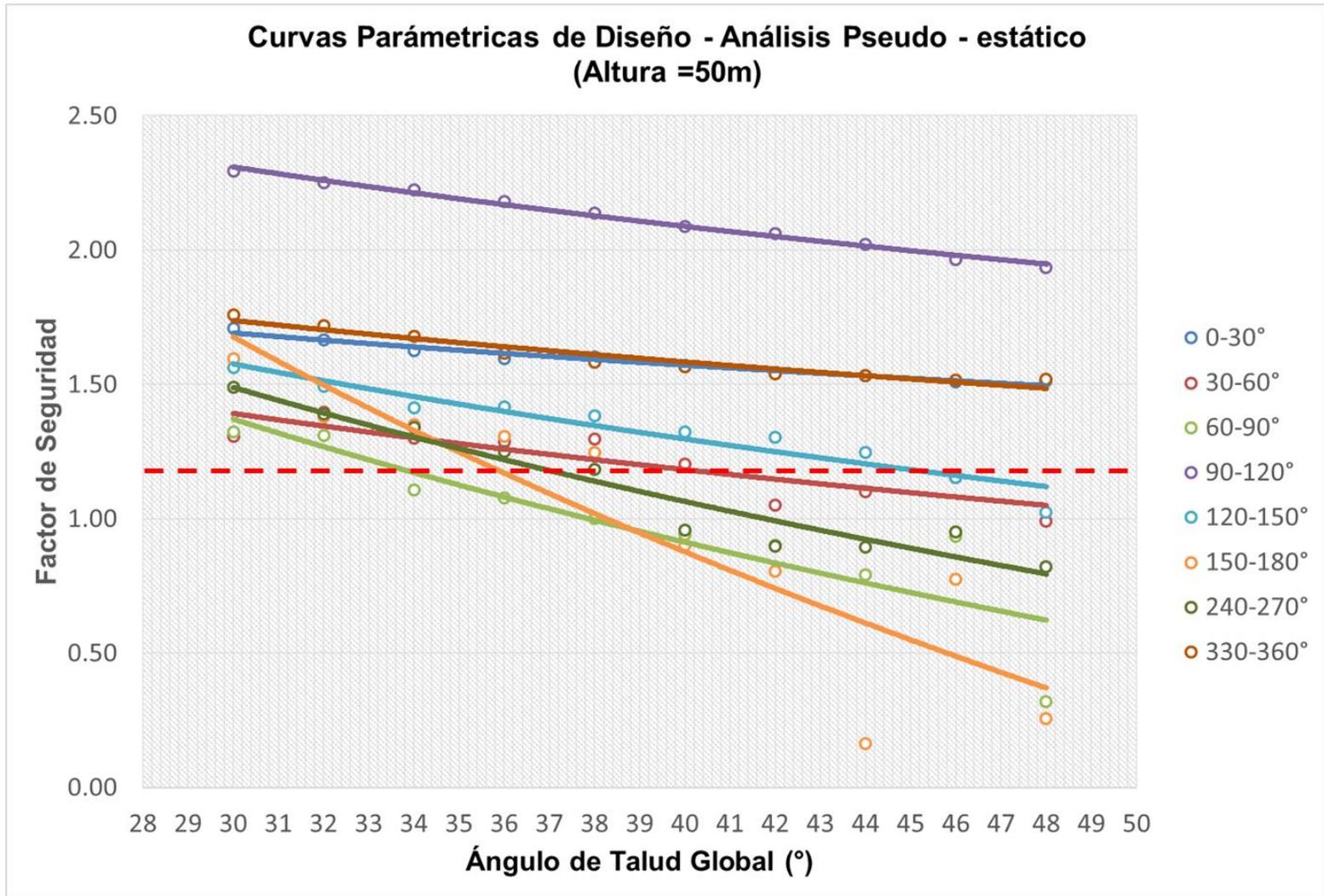
Dominio Geotécnico - 02 (Altura = 200 m)
Análisis Estático



Dominio Geotécnico - 02 (Altura = 200 m)
Análisis Pseudo - Estático



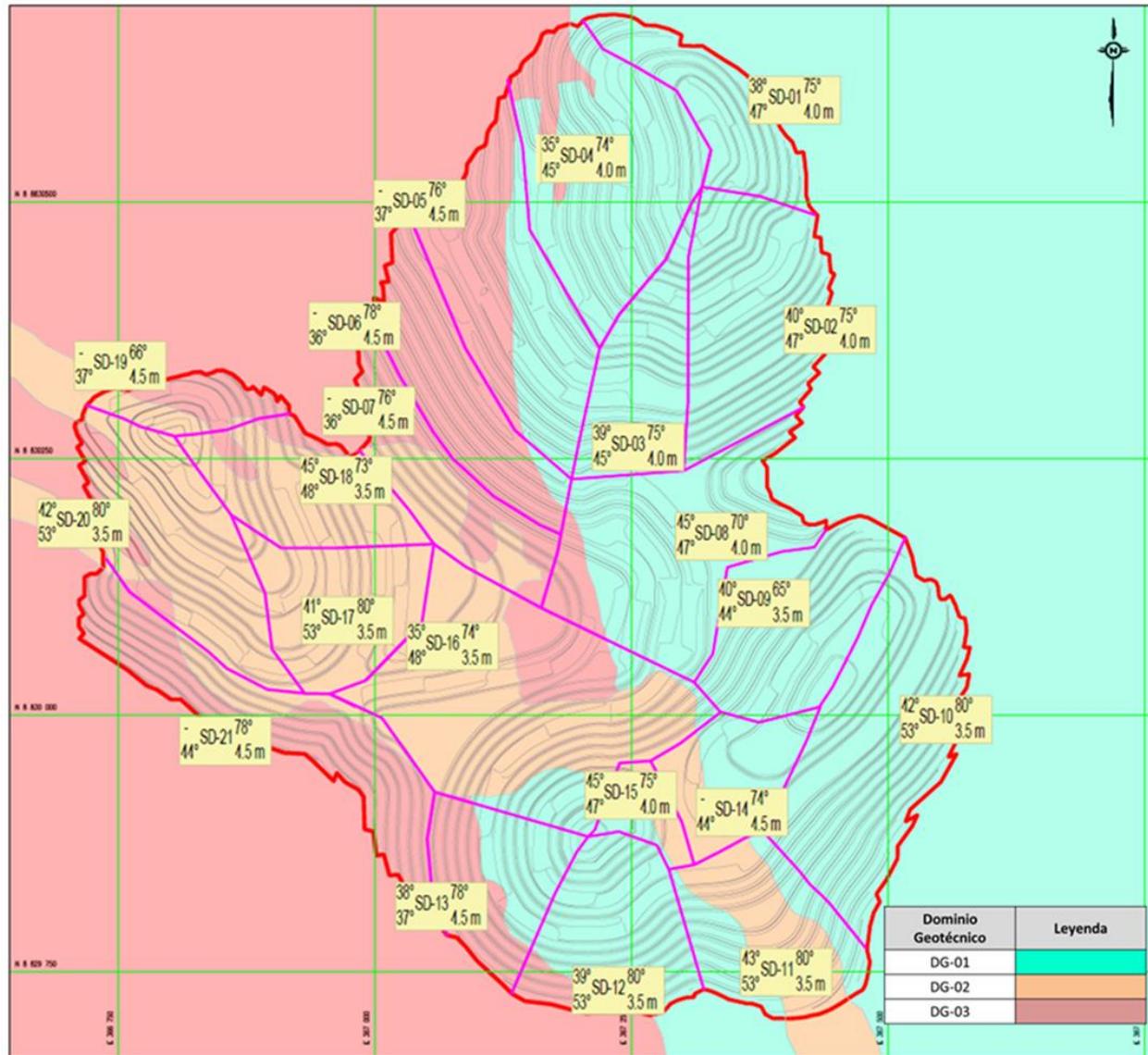
Dominio Geotécnico - 03 (Altura = 50 m)
Análisis Estático



Dominio Geotécnico - 03 (Altura = 50 m)
Análisis Pseudo - Estático

Anexo N°2. Sectores de Diseño

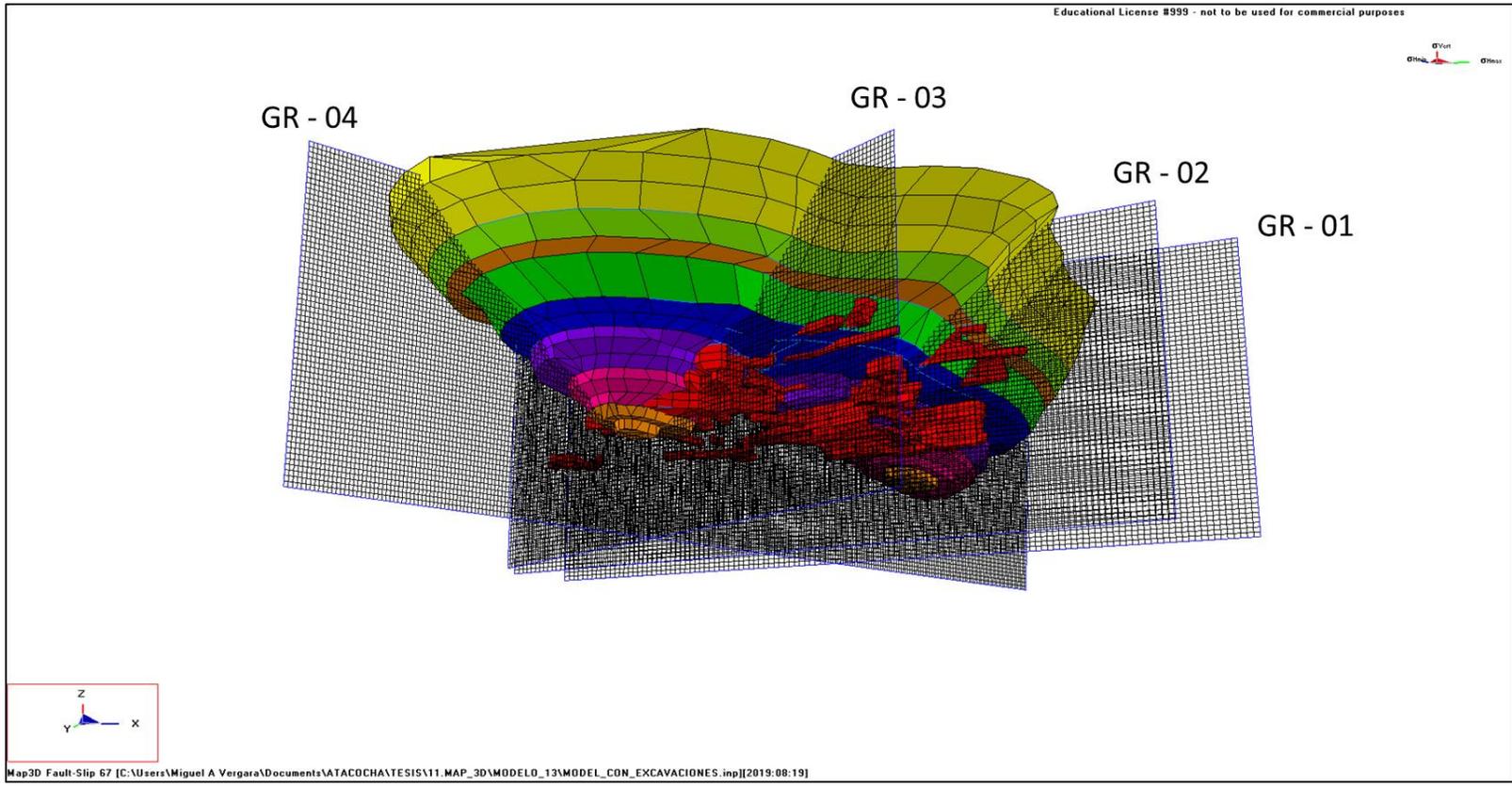




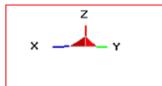
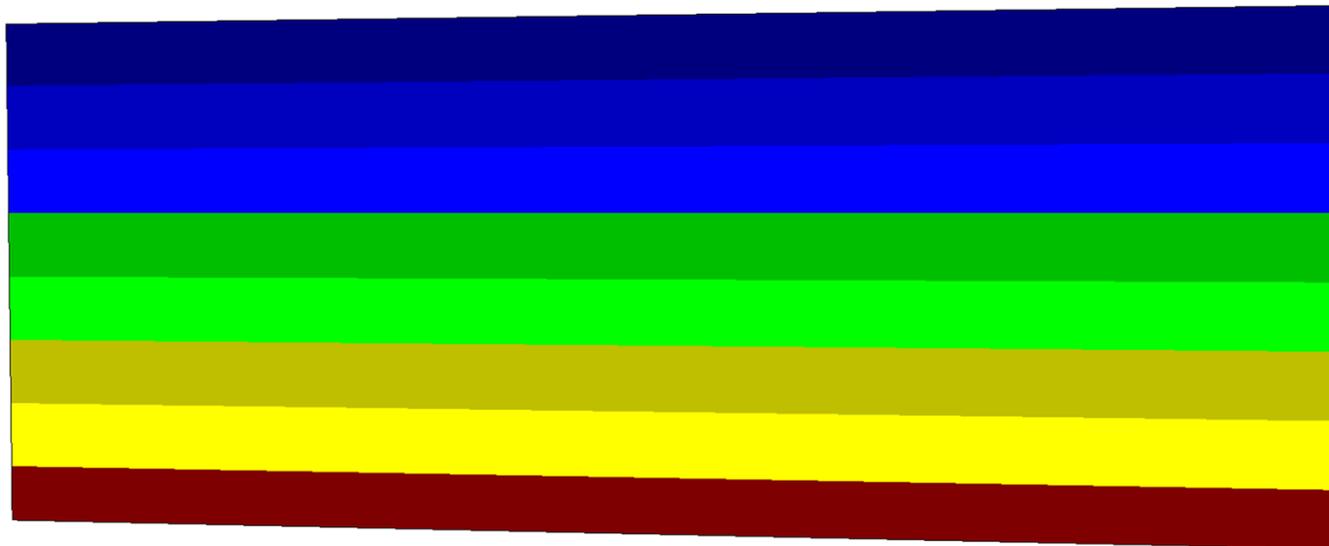
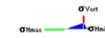
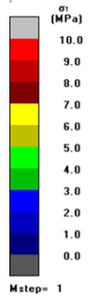
Sectores de Diseño (Escala 1:4000)

Anexo N°3. Modelo Numérico MAP 3D



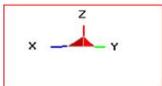
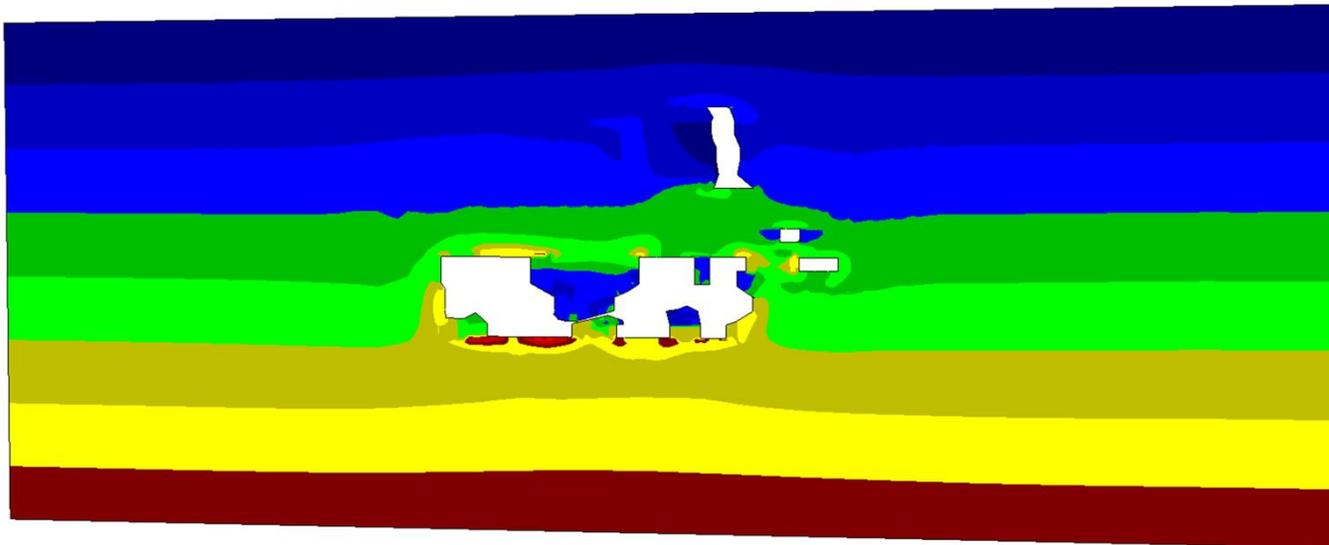
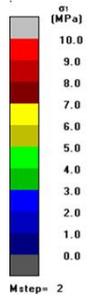


Modelo Numérico Map 3D



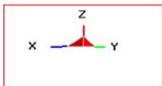
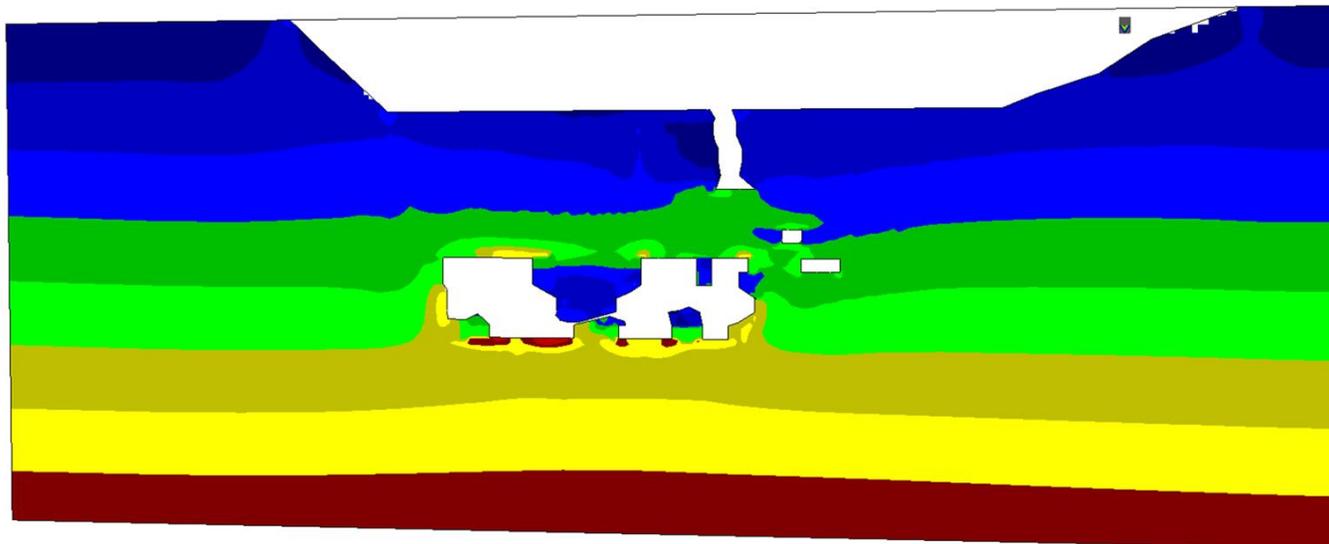
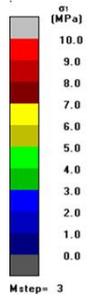
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.001][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 01 (Step 01)



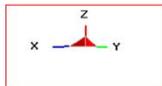
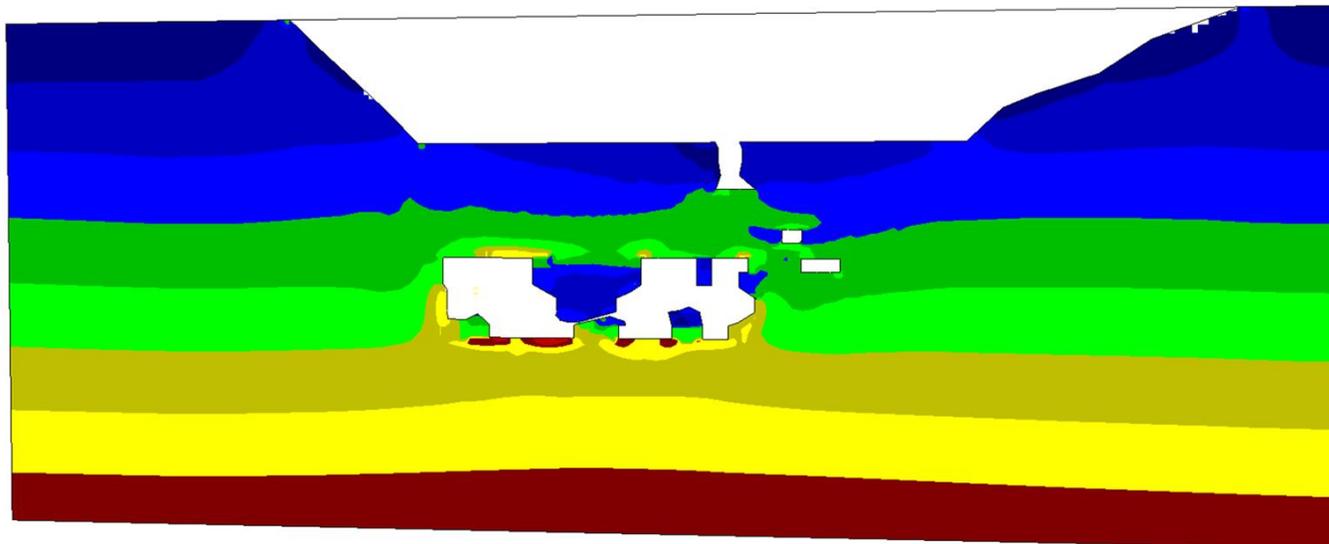
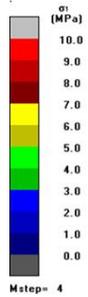
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.002][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 01 (Step 02)



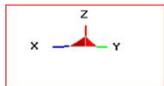
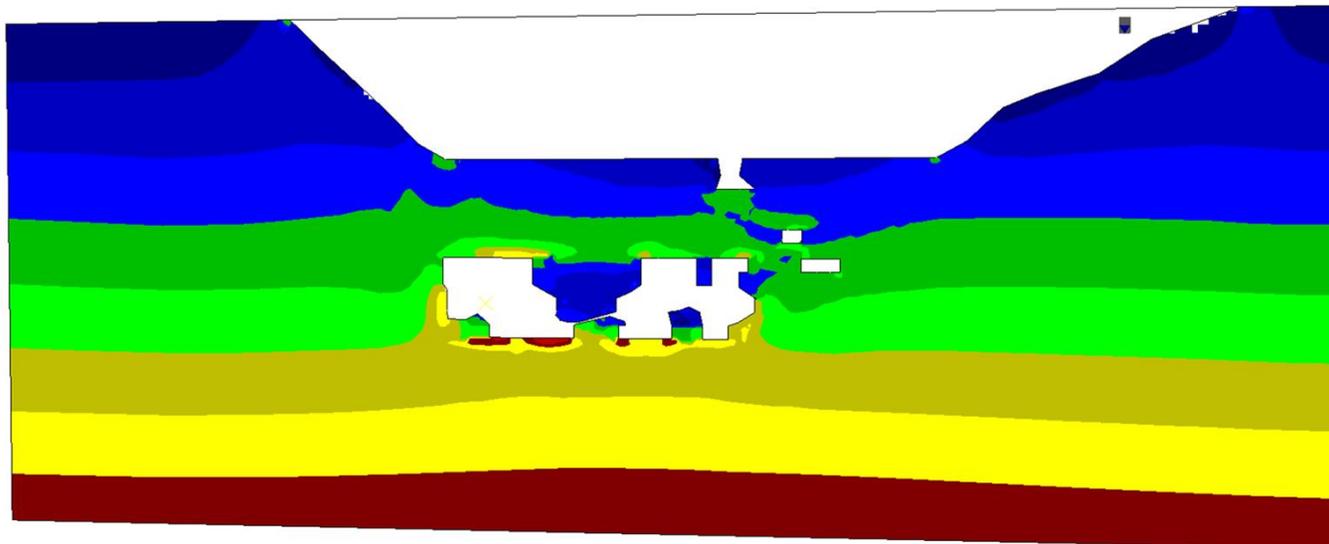
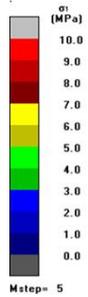
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.003][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 01 (Step 03)



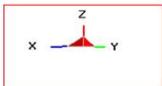
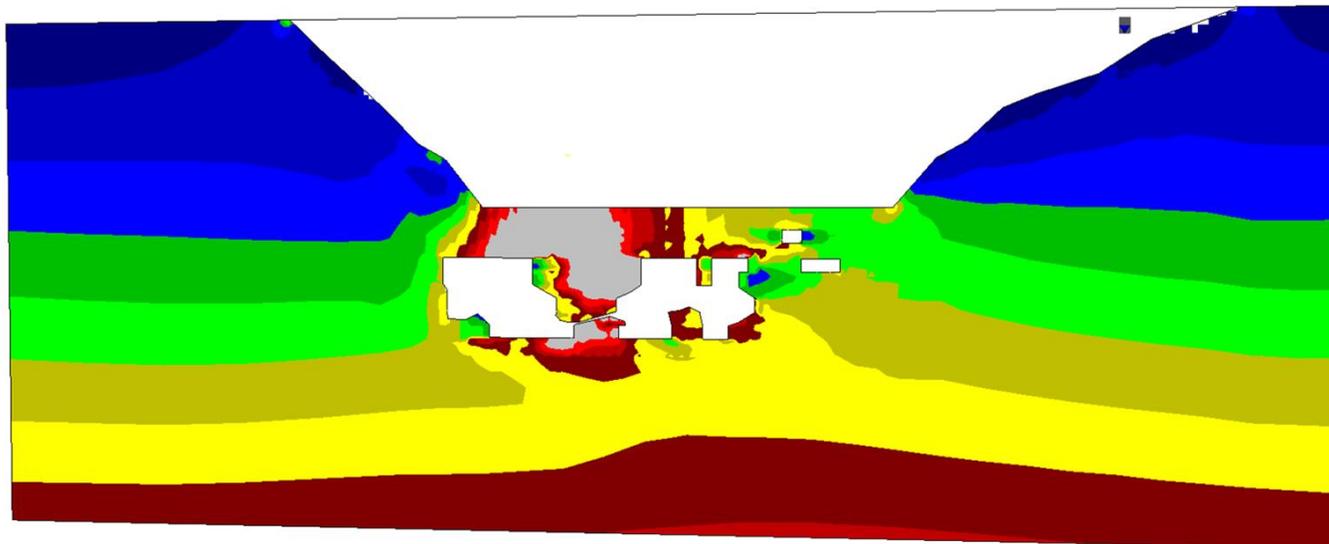
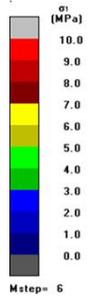
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.004][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 01 (Step 04)



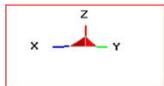
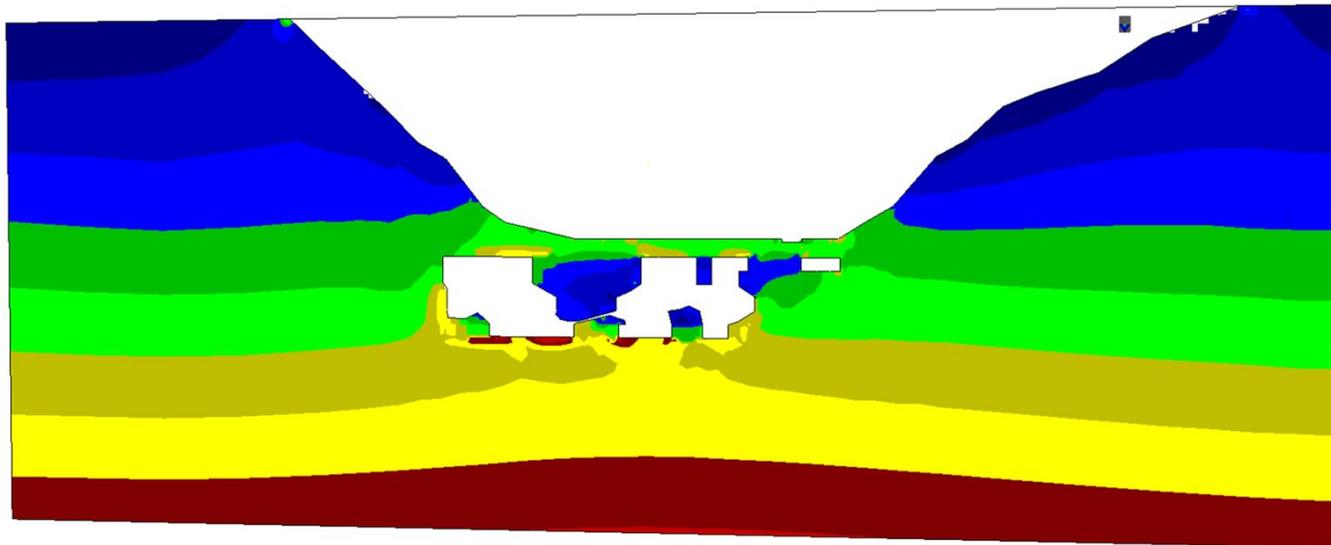
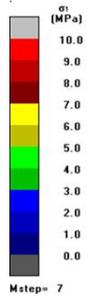
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.005][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 01 (Step 05)



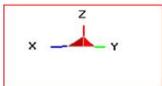
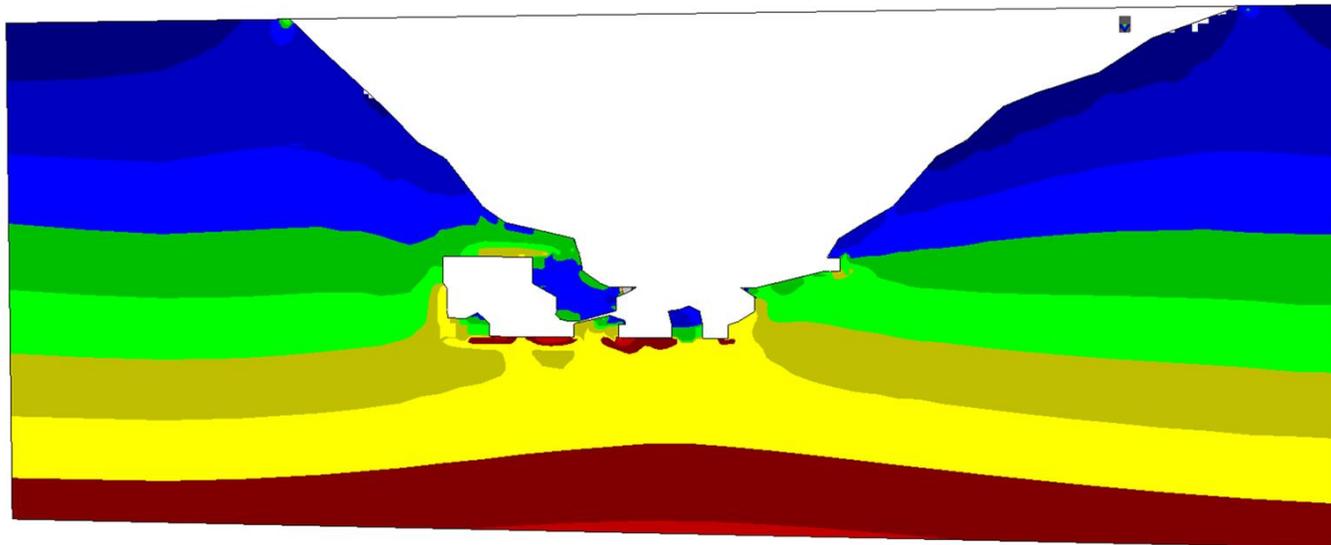
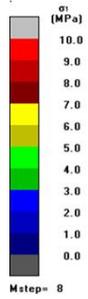
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.006][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 01 (Step 06)



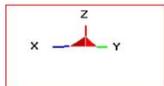
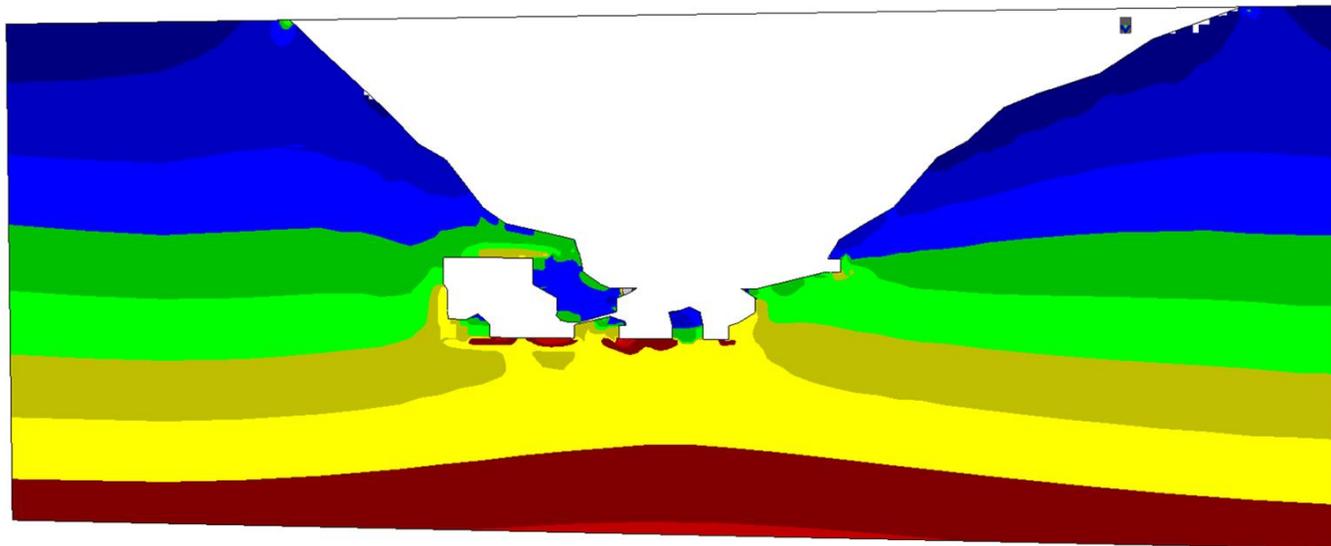
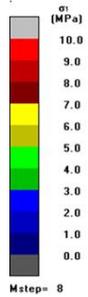
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.007][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 01 (Step 07)



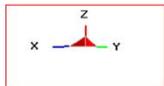
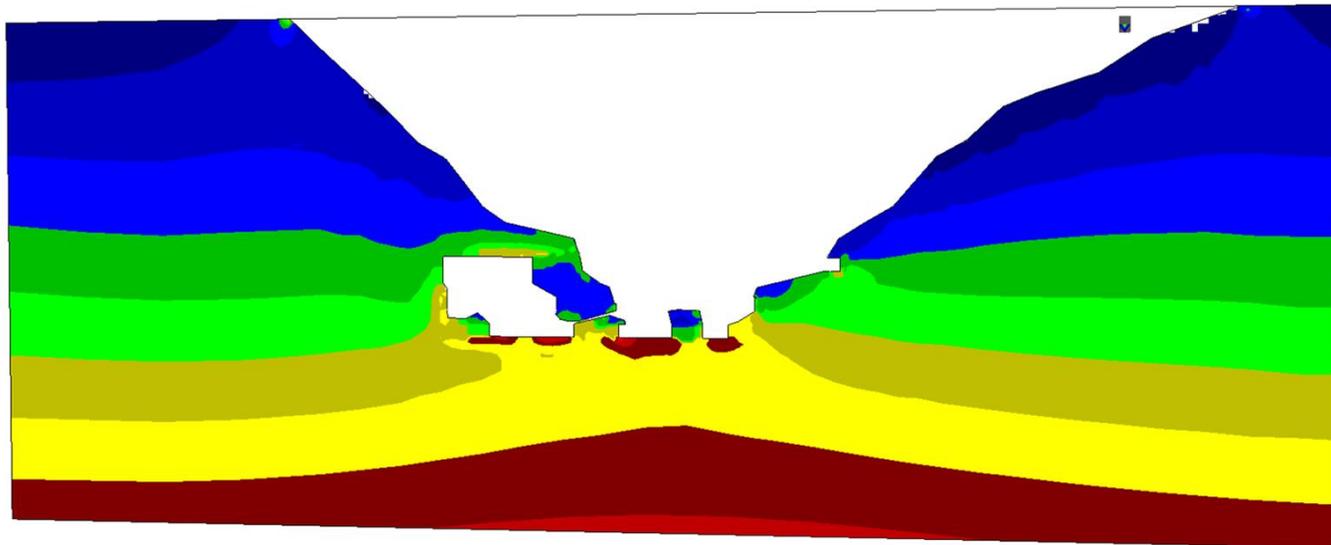
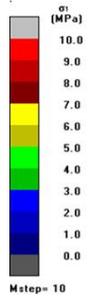
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.008][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 01 (Step 08)



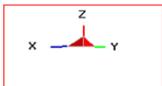
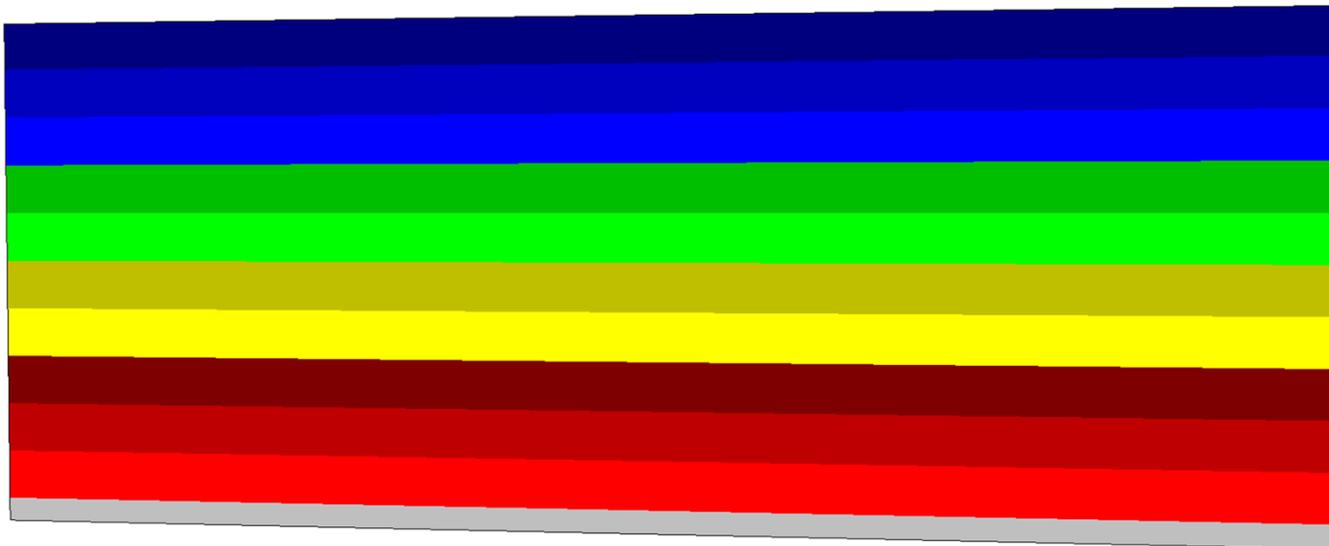
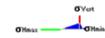
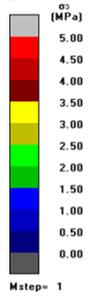
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJO_ATACUCHA_VER00_final_11062019-bak.008][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 01 (Step 09)



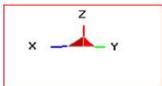
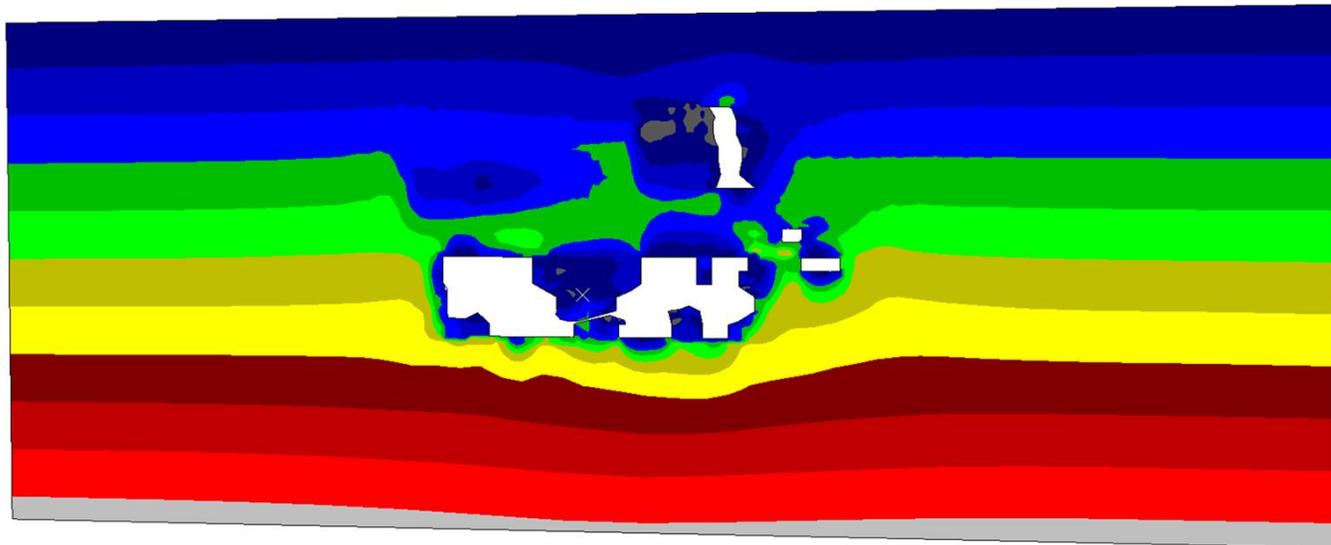
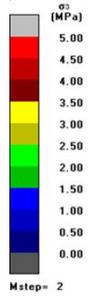
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.010][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 01 (Step 10)



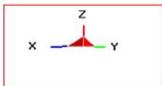
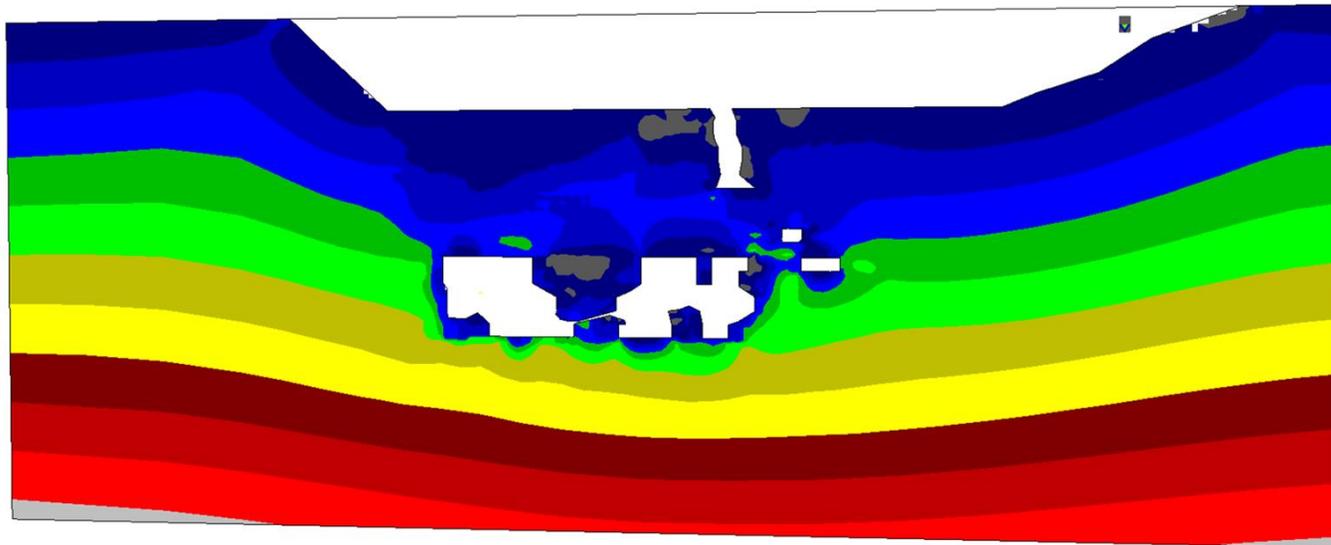
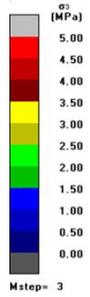
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.001][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 01 (Step 01)



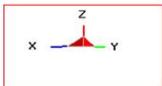
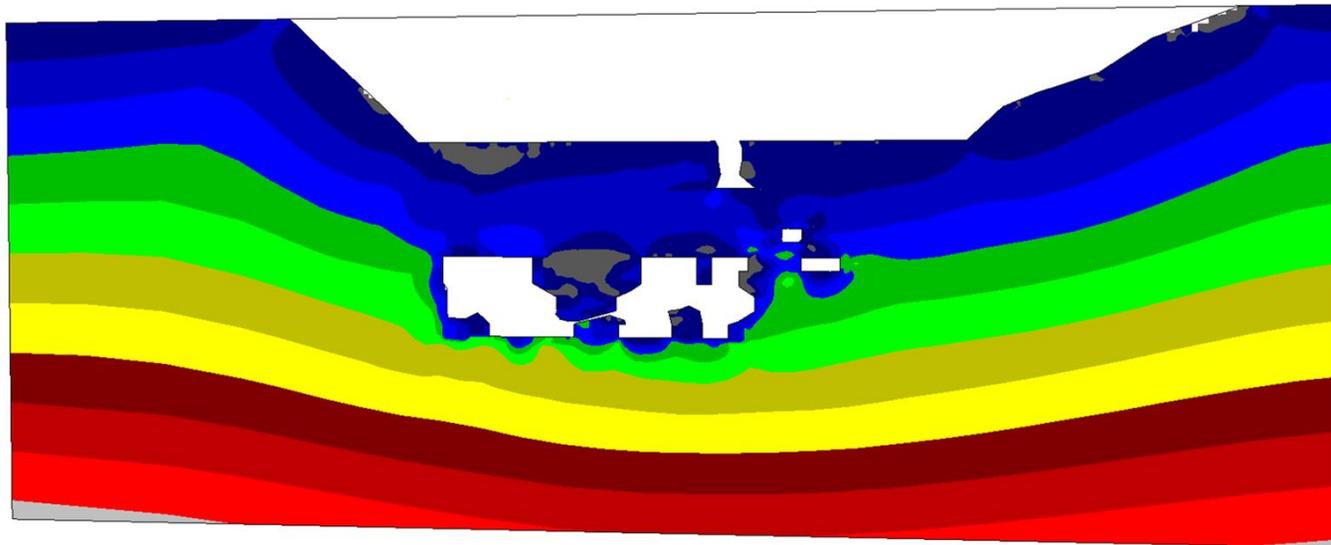
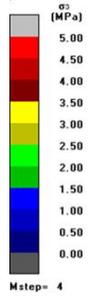
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.002][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 01 (Step 02)



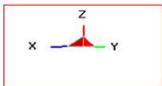
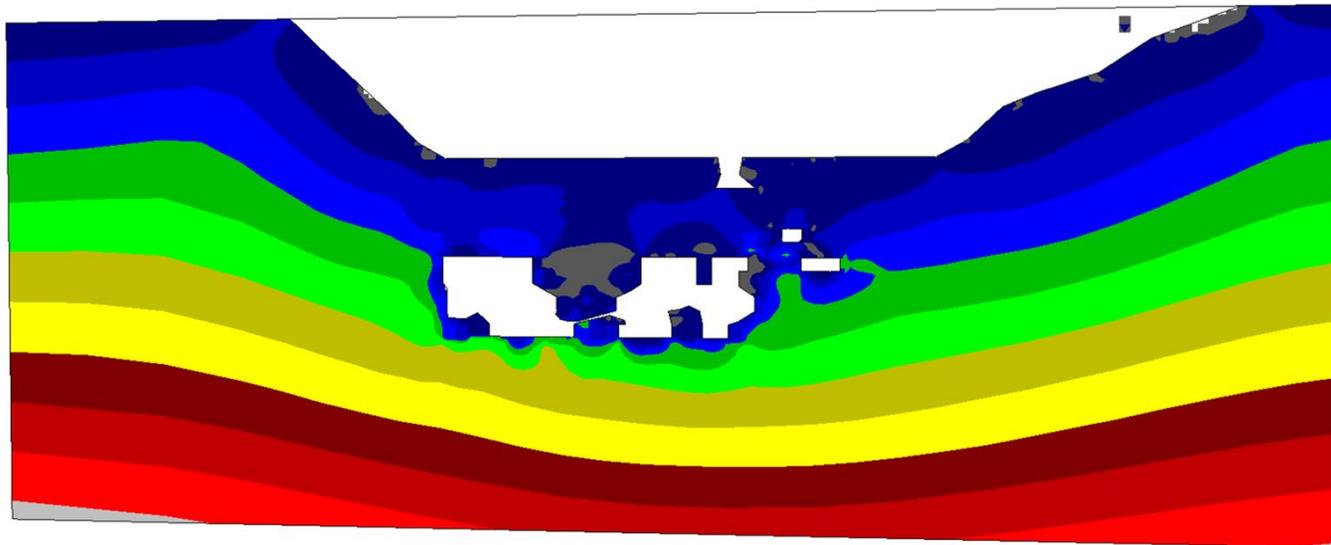
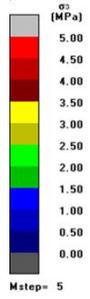
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.003][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 01 (Step 03)



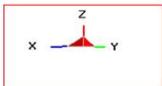
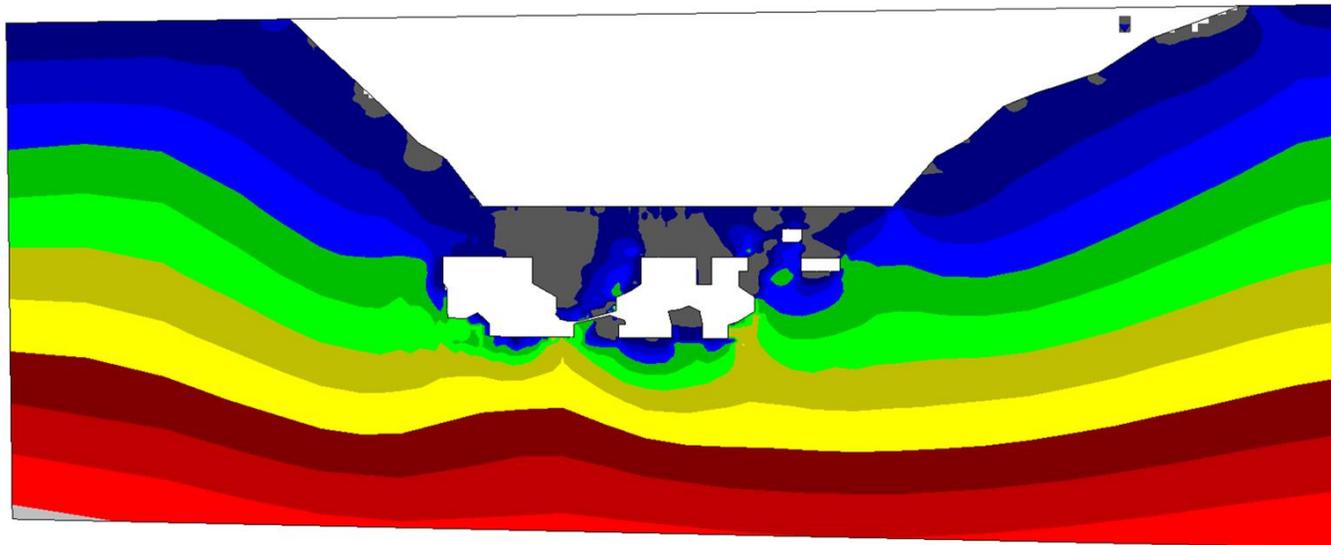
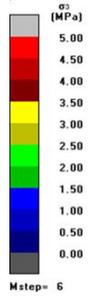
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.004][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 01 (Step 04)



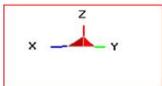
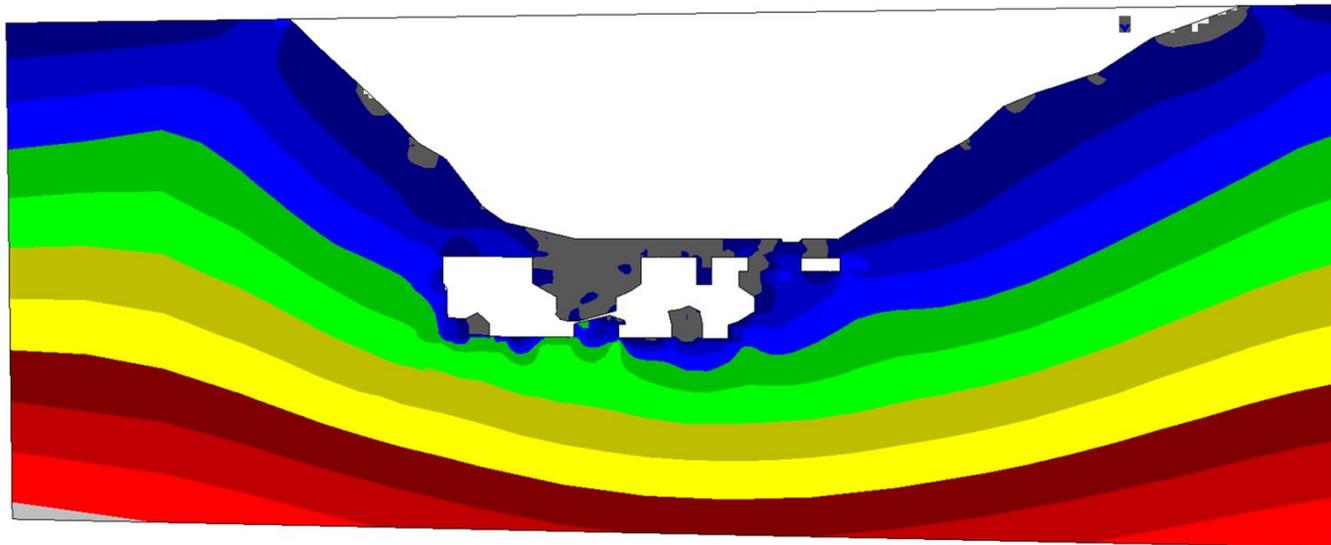
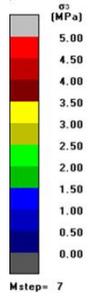
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.005][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 01 (Step 05)



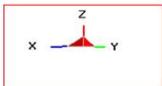
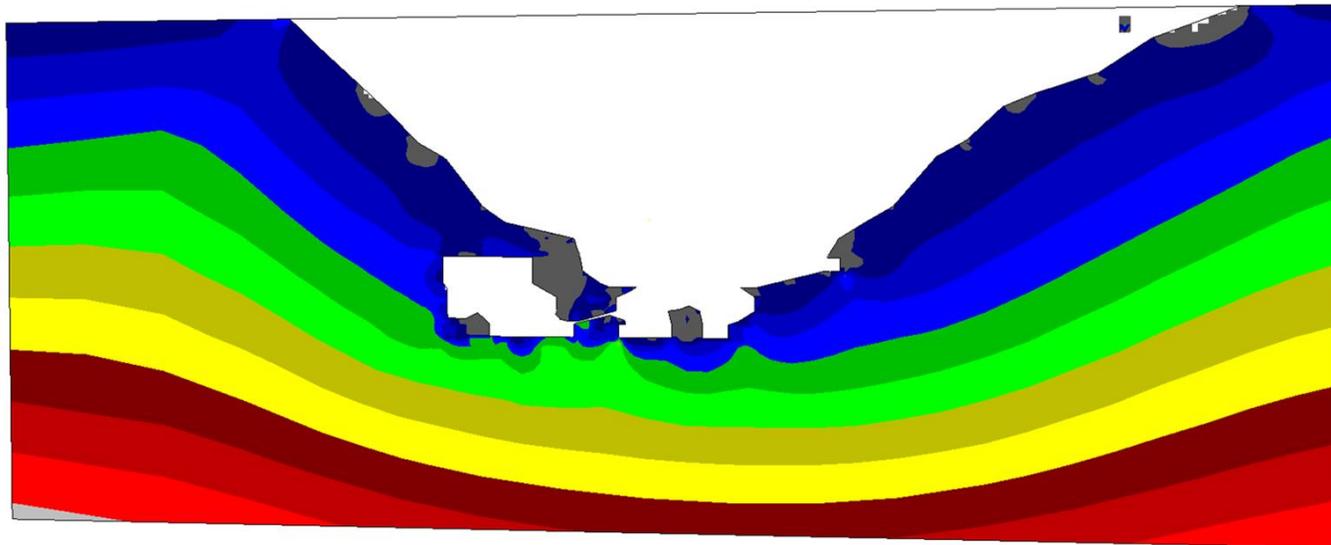
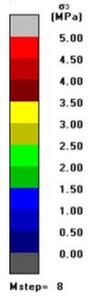
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.006][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 01 (Step 06)



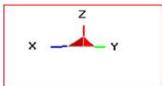
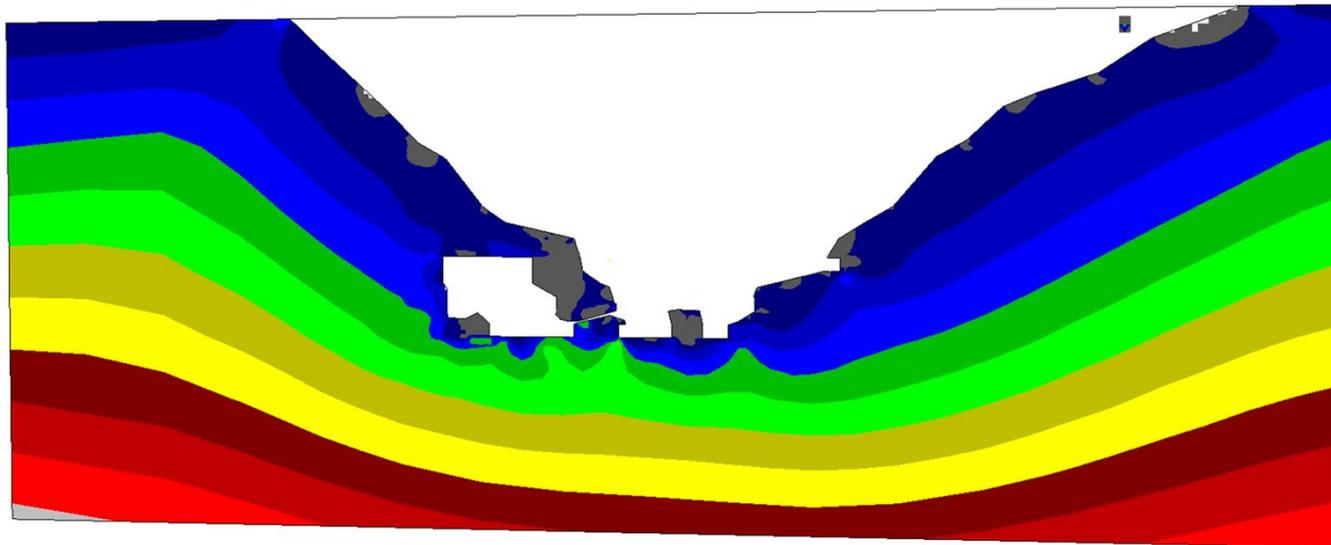
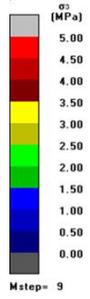
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.007][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 01 (Step 07)



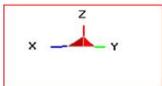
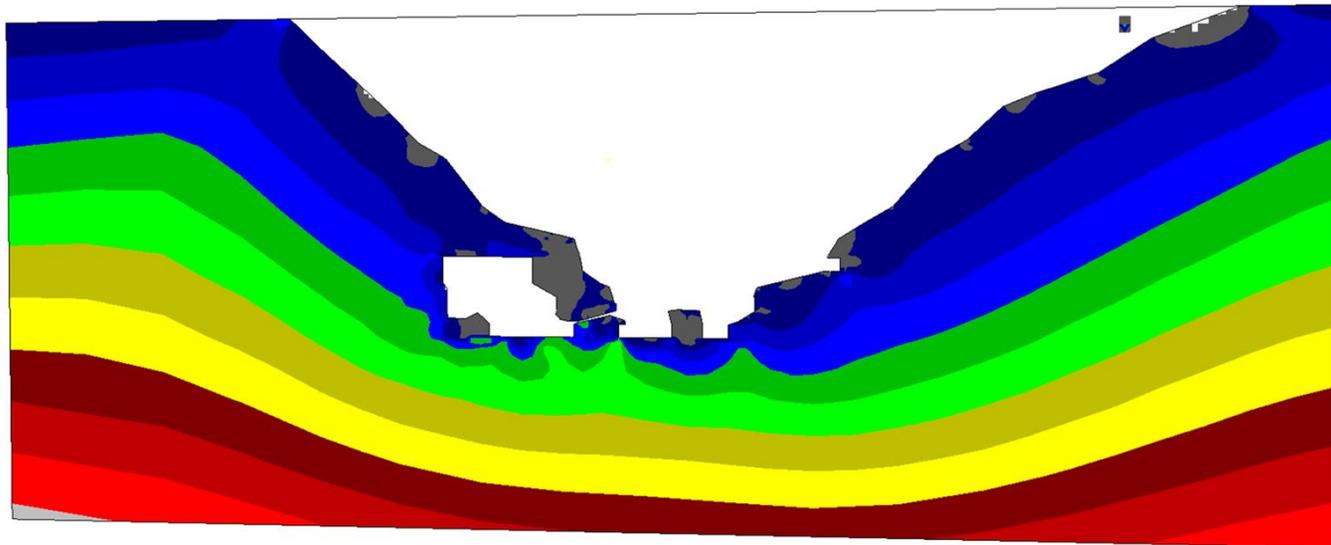
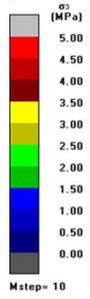
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.008][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 01 (Step 08)



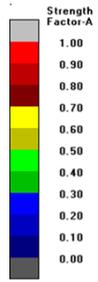
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.009][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 01 (Step 09)

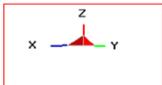
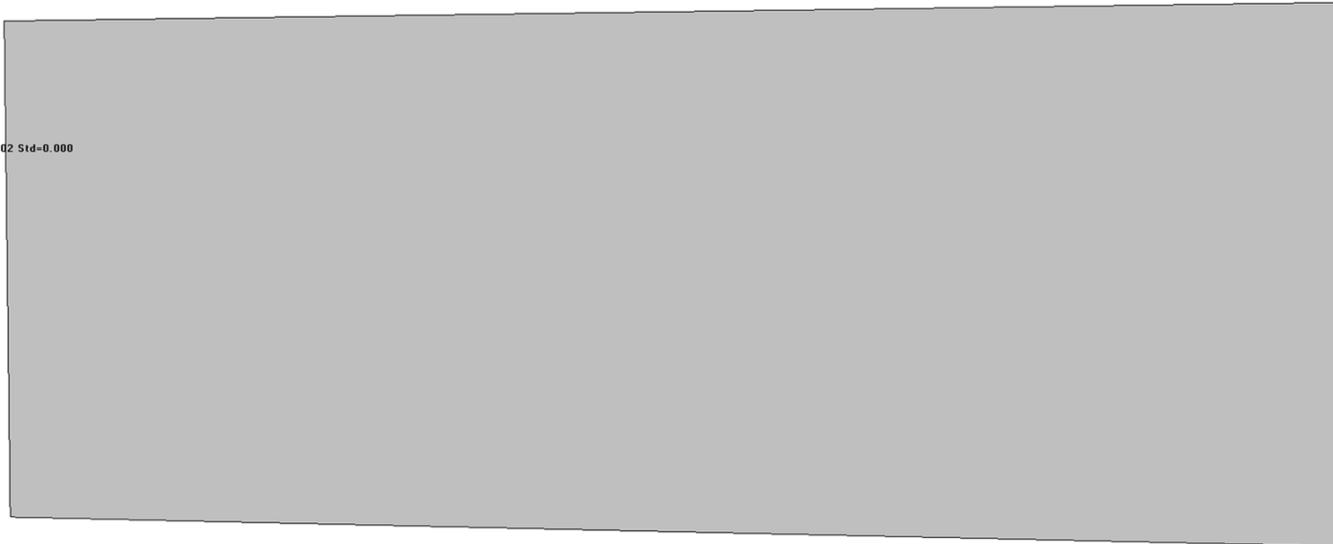


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.010][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 01 (Step 10)

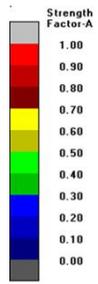


Mstep= 1
 $\sigma = 49$ m=1.450 s=0.002 Std=0.000

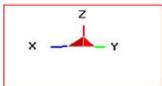
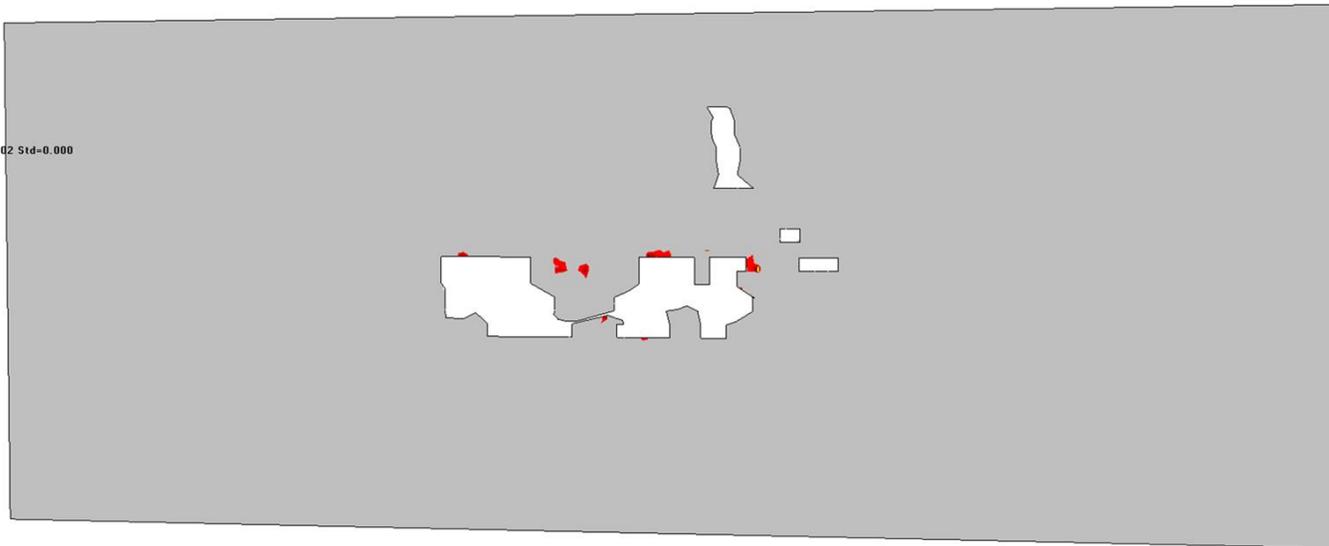


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.001][2019.06.11]

SFA – Grilla 01 (Step 01)

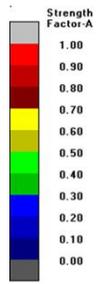


Mstep= 2
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

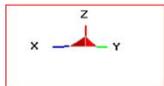
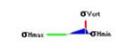


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.002][2019.06.11]

SFA – Grilla 01 (Step 02)

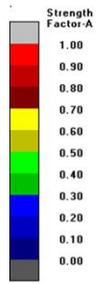


Mstep= 3
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

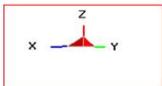
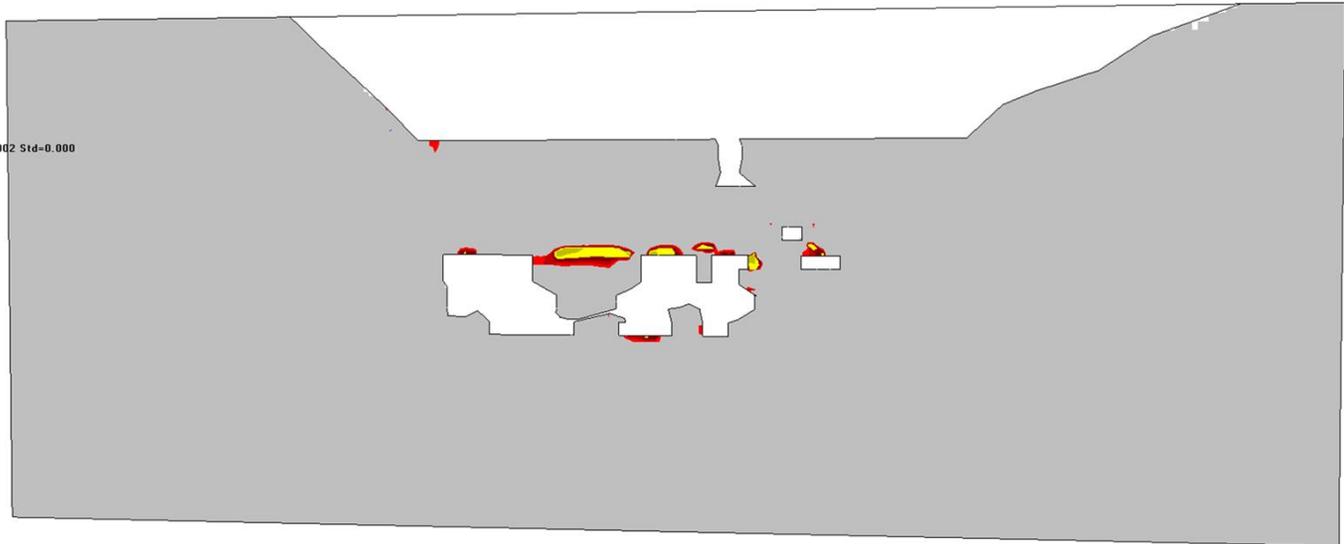


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.003][2019.06.11]

SFA – Grilla 01 (Step 03)

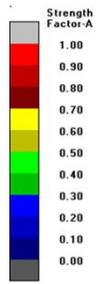


Mstep= 4
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

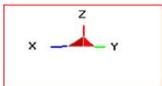
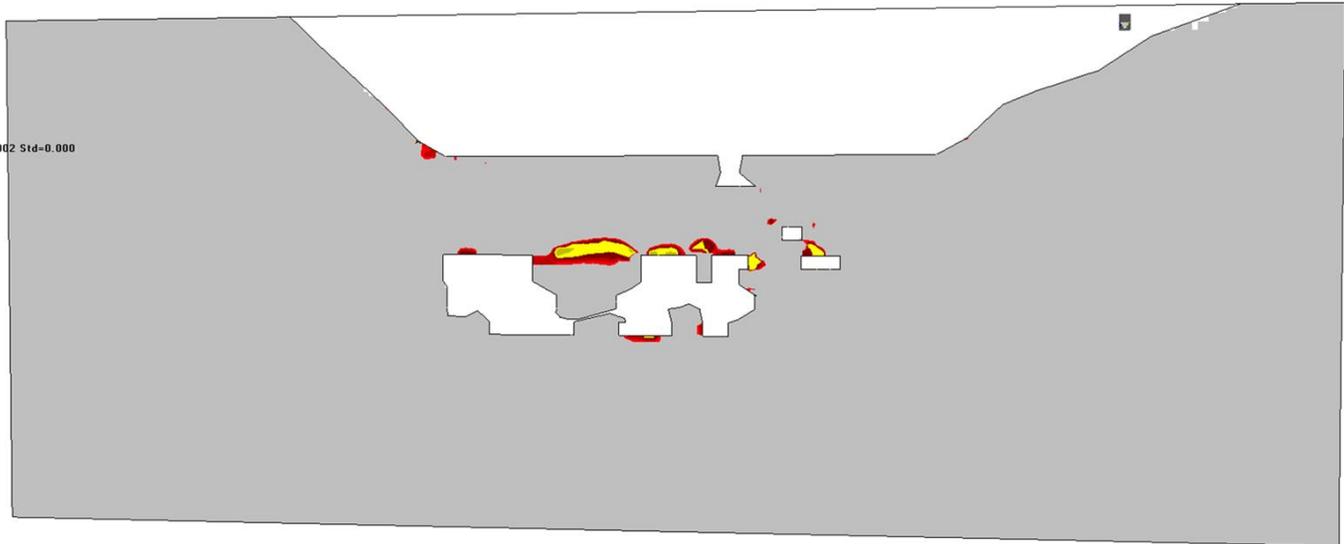


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.004][2019.06.11]

SFA – Grilla 01 (Step 04)

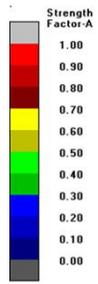


Mstep= 5
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

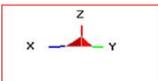
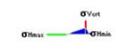
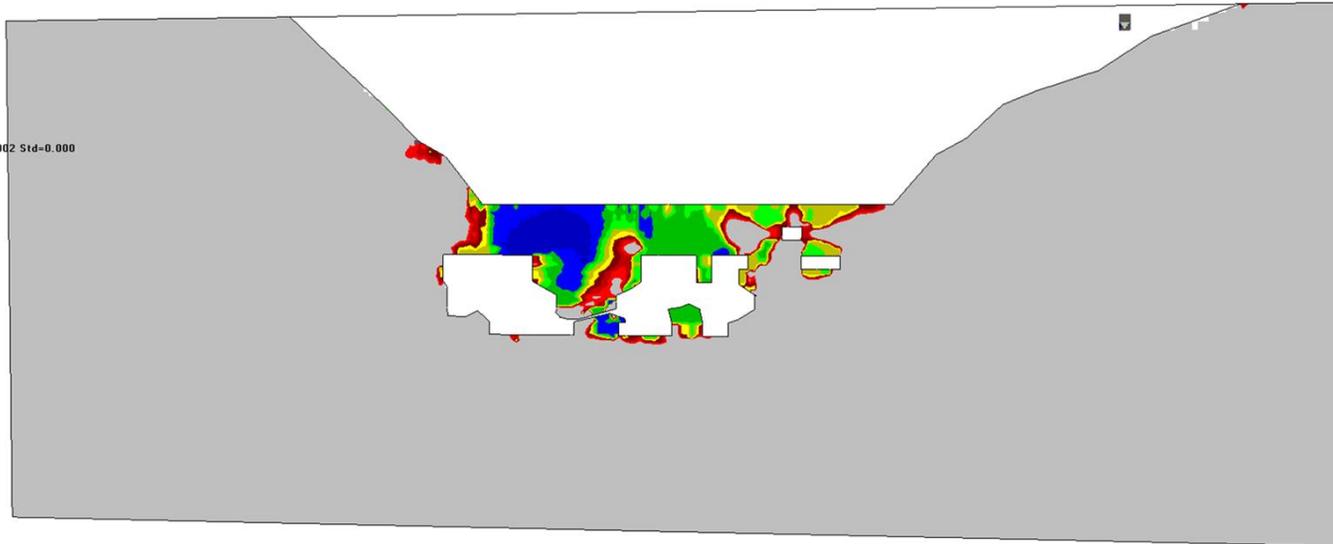


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.005][2019.06.11]

SFA – Grilla 01 (Step 05)

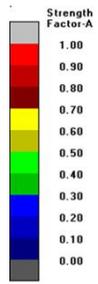


Mstep= 6
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

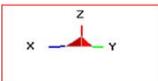
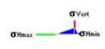
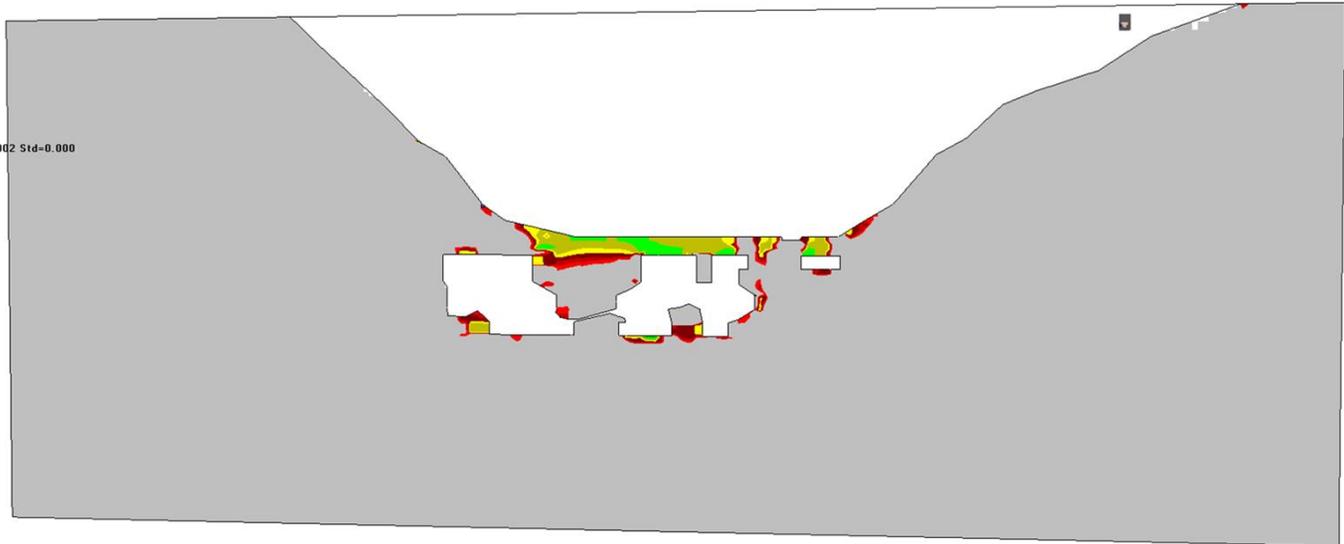


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.006][2019.06.11]

SFA – Grilla 01 (Step 06)

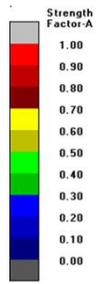


Mstep= 7
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

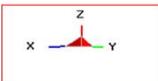
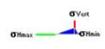
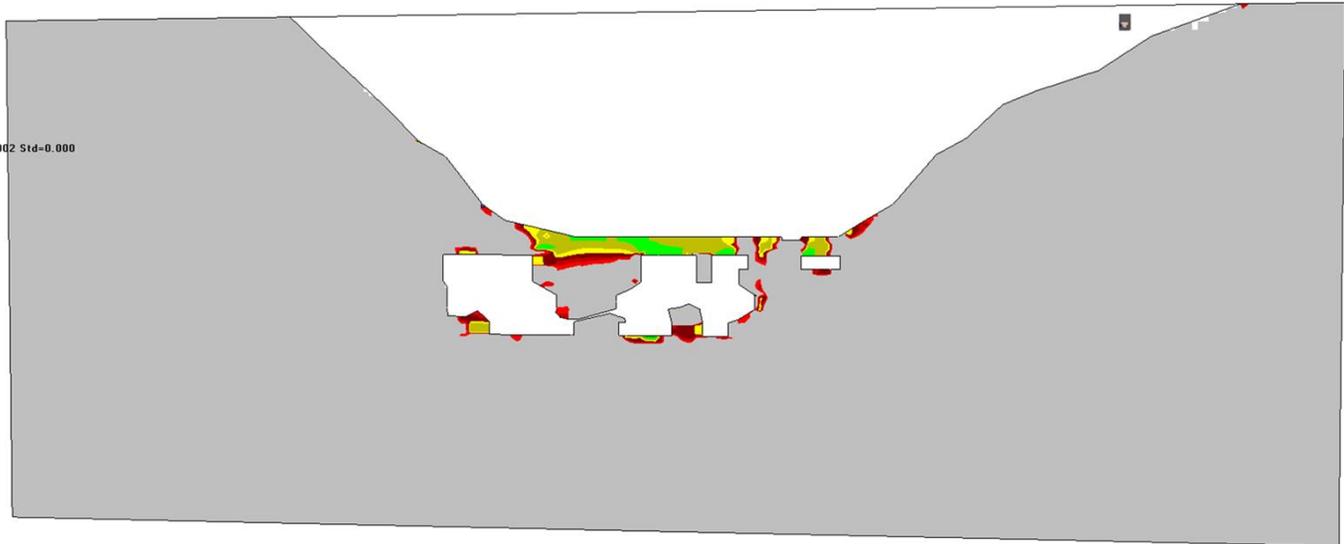


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.007][2019.06.11]

SFA – Grilla 01 (Step 07)

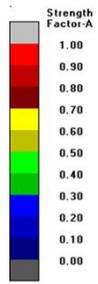


Mstep= 7
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

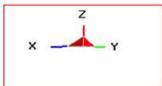
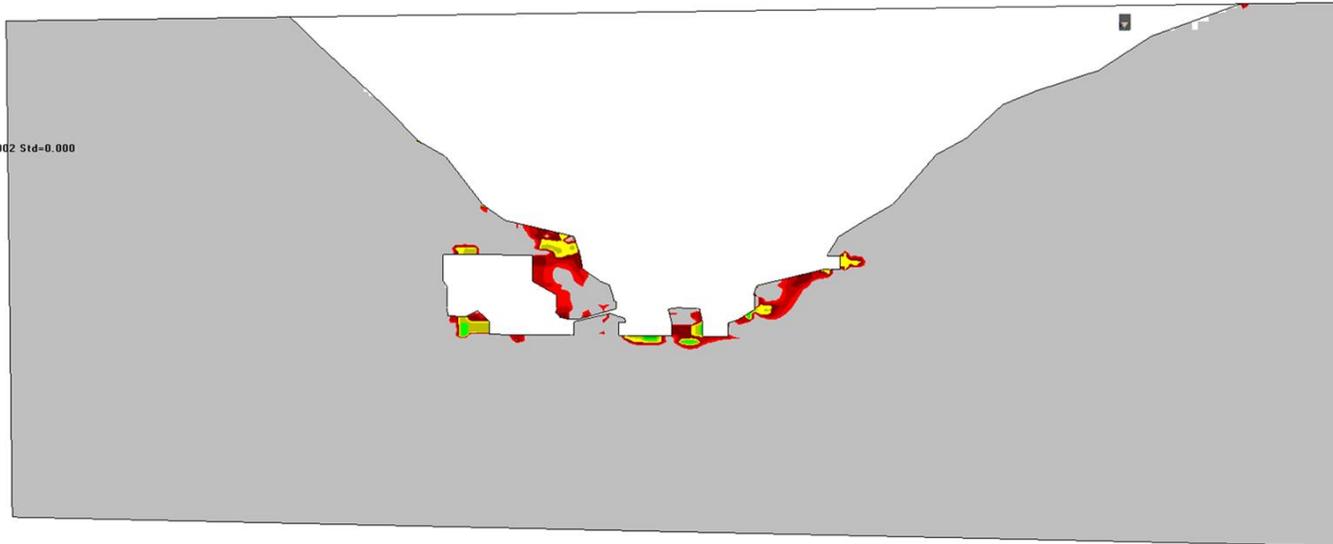


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.007][2019.06.11]

SFA – Grilla 01 (Step 08)

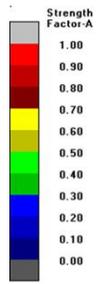


Mstep= 9
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

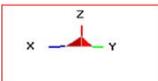
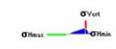
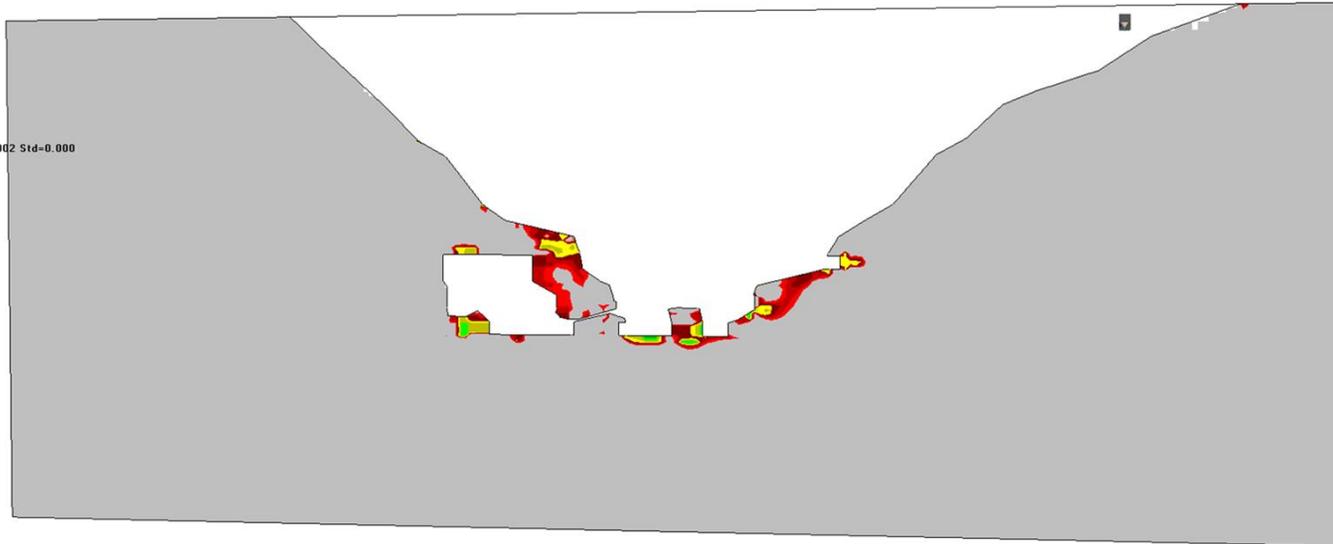


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.009][2019.06.11]

SFA – Grilla 01 (Step 09)

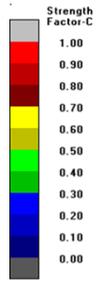


Mstep= 10
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

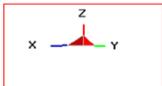
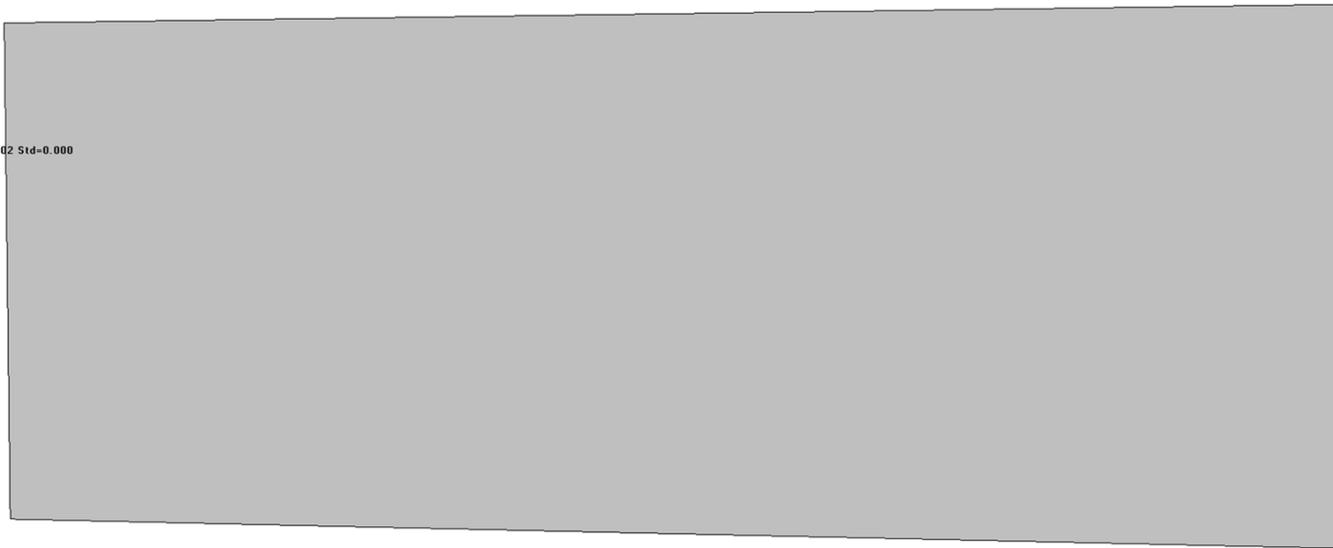
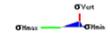


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.010][2019.06.11]

SFA – Grilla 01 (Step 10)

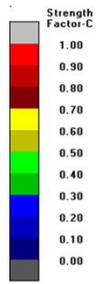


Mstep= 1
 $\sigma = 49$ m=1.450 s=0.002 Std=0.000

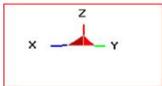
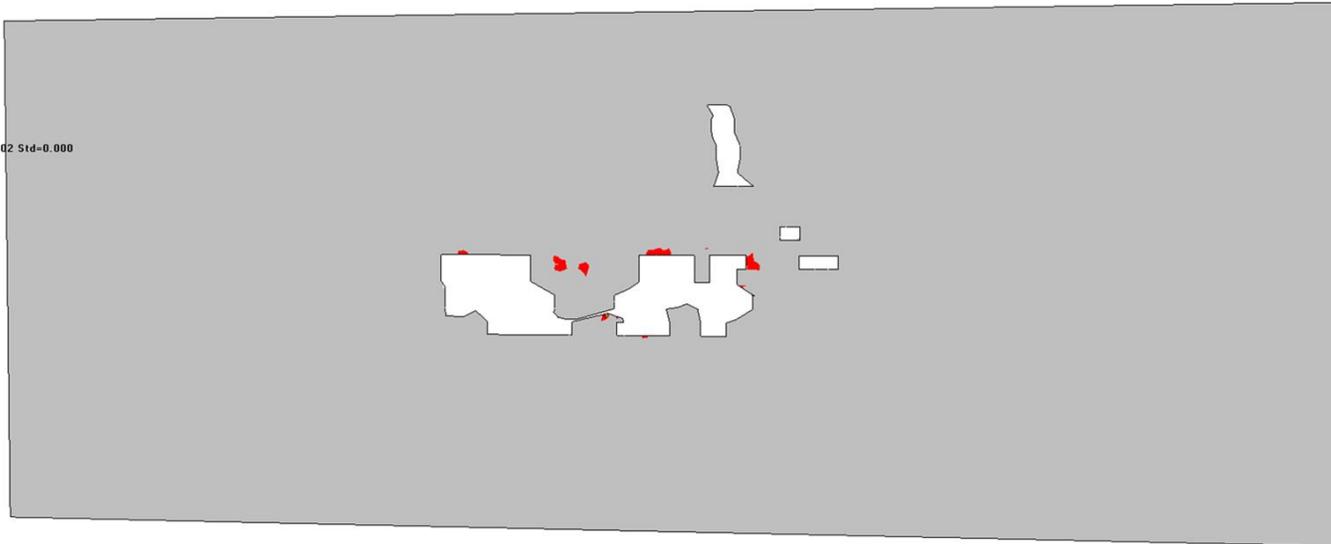


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.001][2019.06.11]

SFC – Grilla 01 (Step 01)

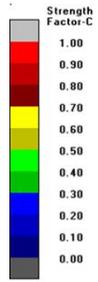


Mstep= 2
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

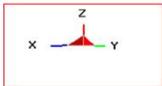
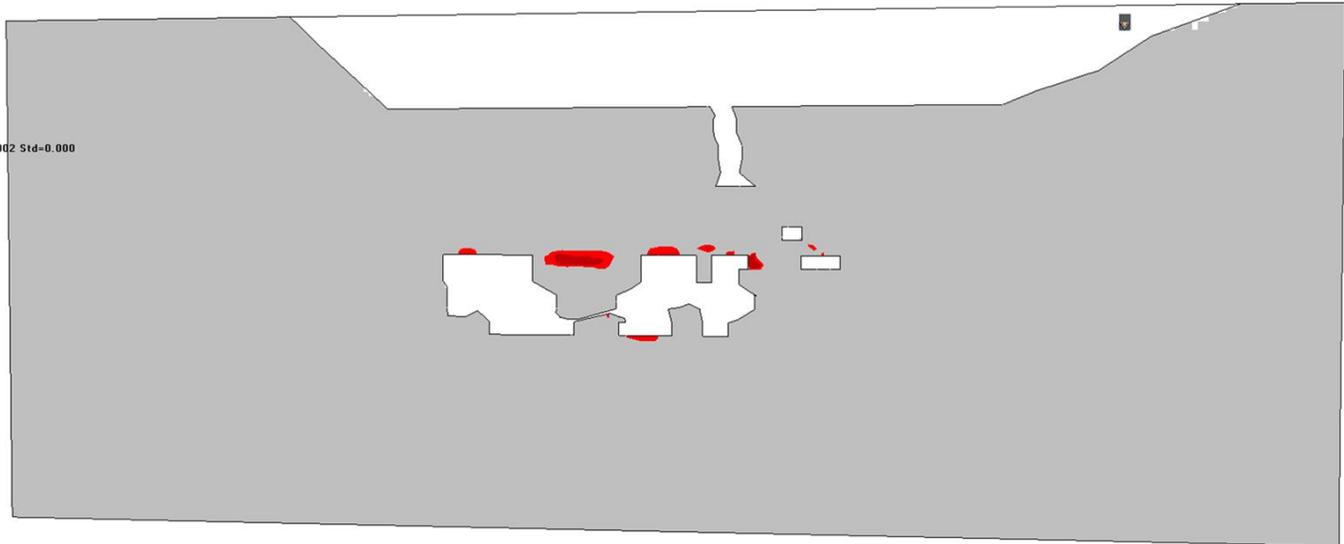


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.002][2019:06:11]

SFC – Grilla 01 (Step 02)

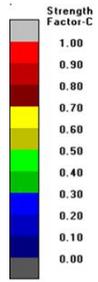


Mstep= 3
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

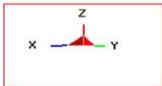
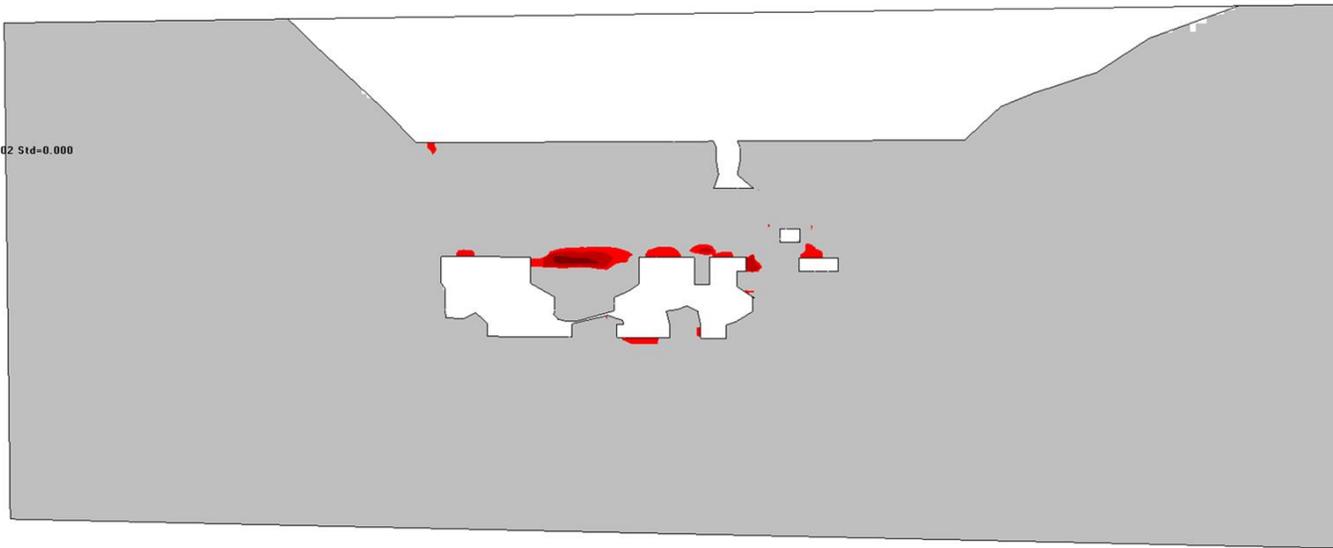


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.003][2019.06.11]

SFC – Grilla 01 (Step 03)

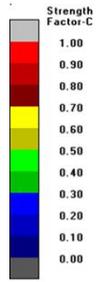


Mstep= 4
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

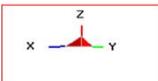
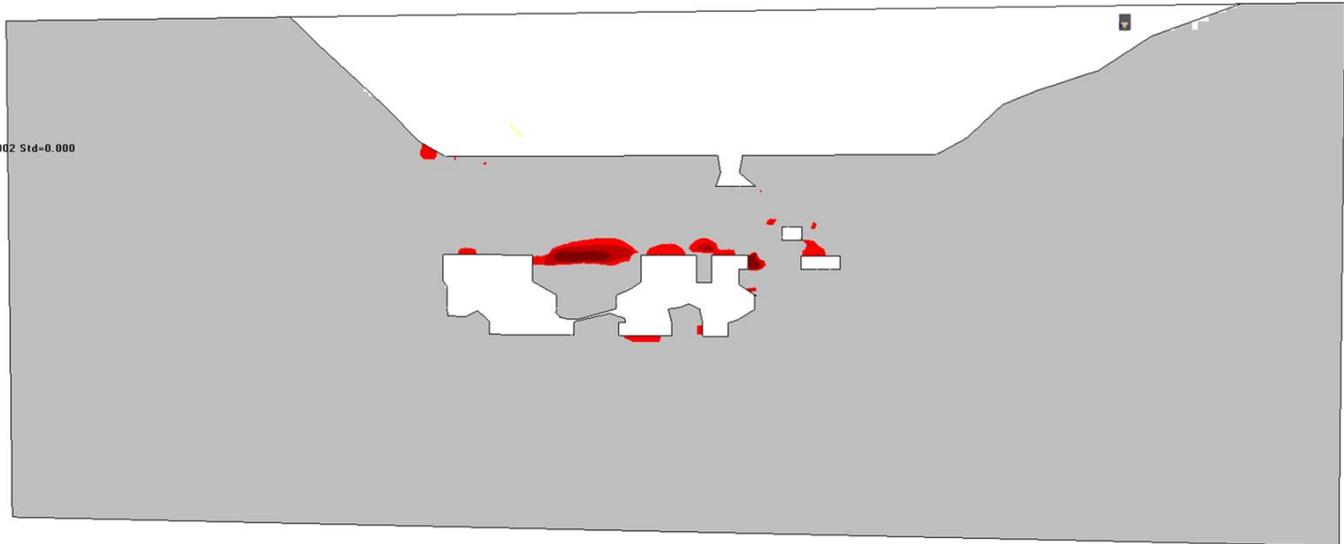


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.004][2019.06.11]

SFC – Grilla 01 (Step 04)

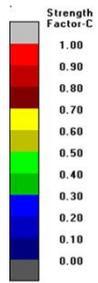


Mstep= 5
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

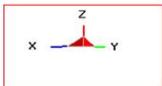
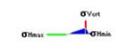
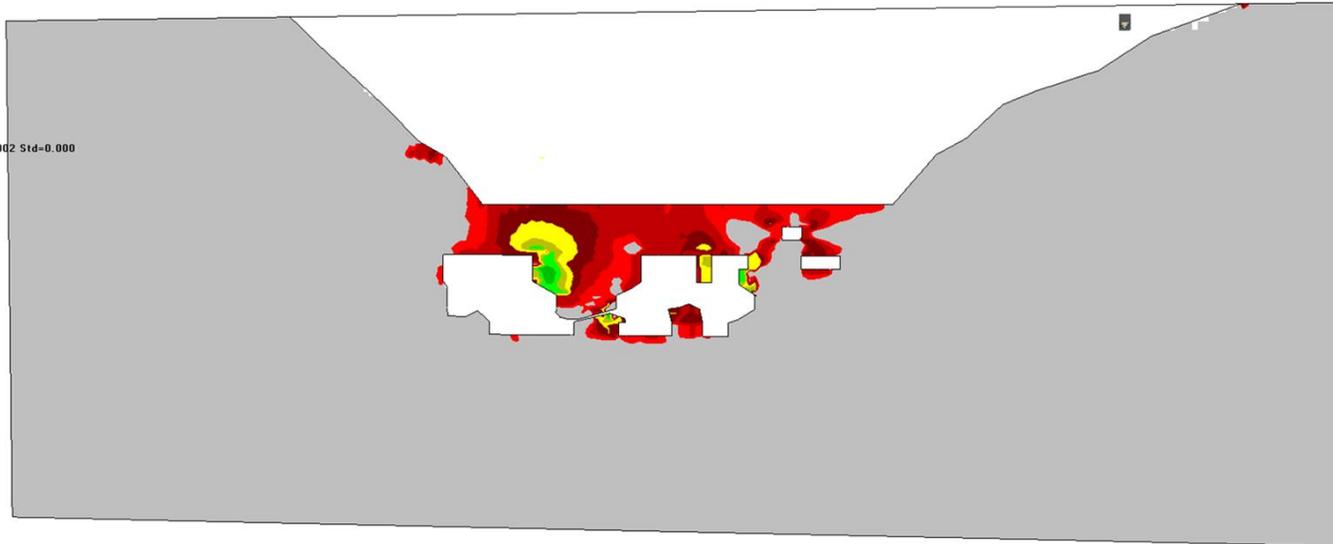


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.005][2019.06.11]

SFC – Grilla 01 (Step 05)

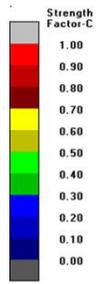


Mstep= 6
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

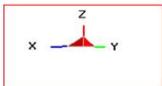
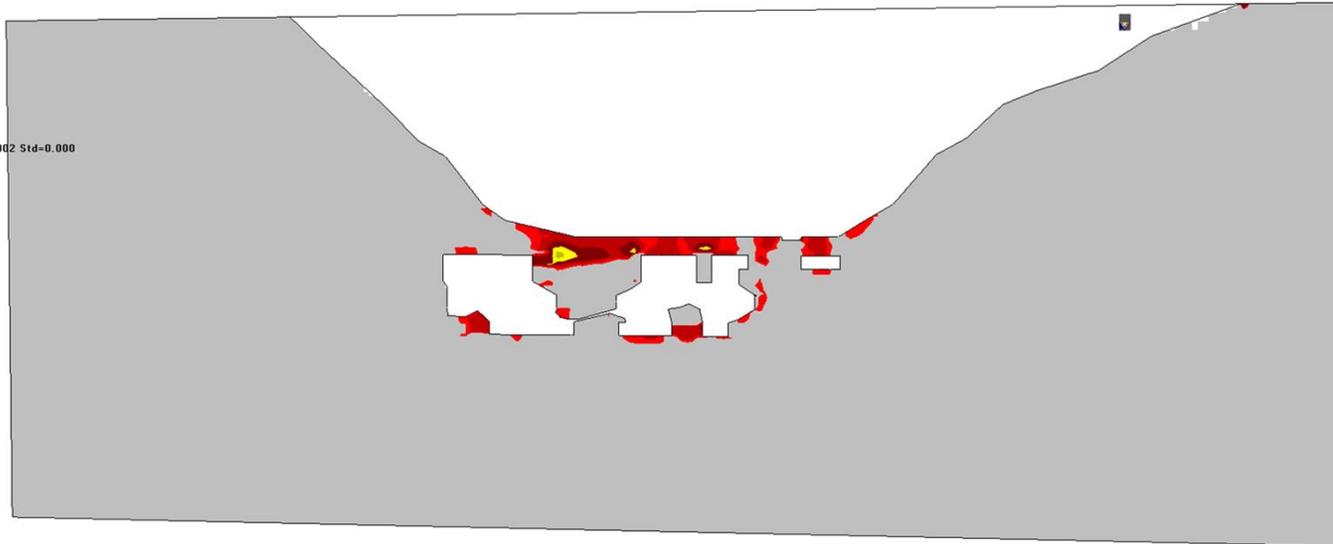


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.006][2019.06.11]

SFC – Grilla 01 (Step 06)

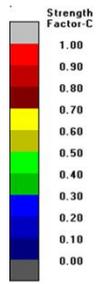


Mstep= 7
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

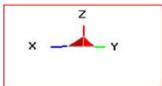
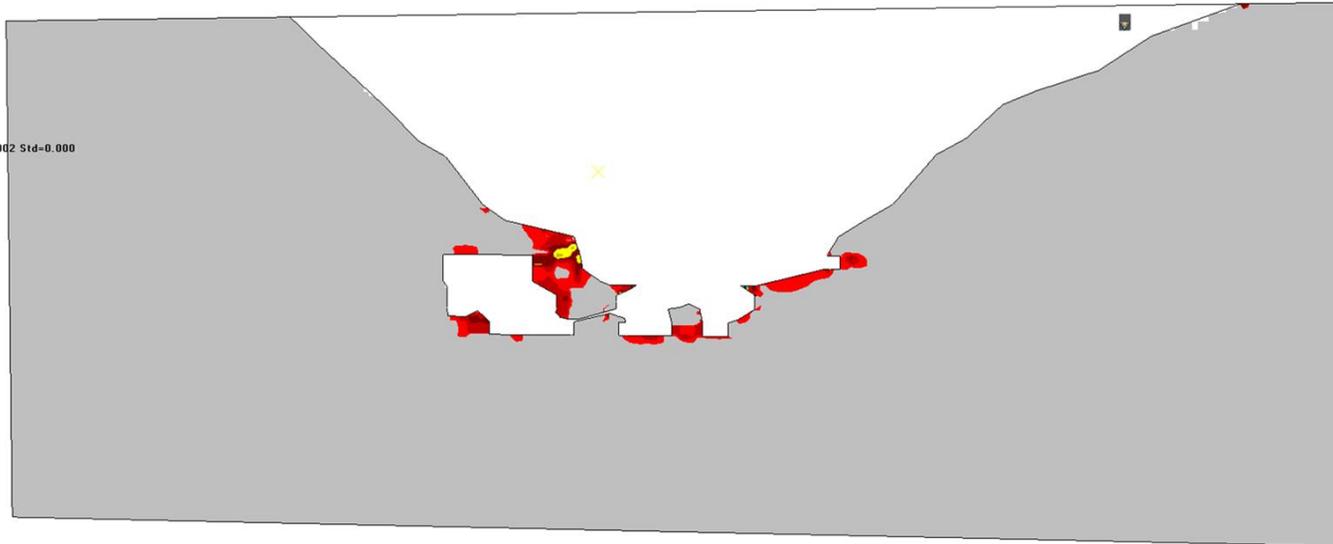


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.007][2019.06.11]

SFC – Grilla 01 (Step 07)

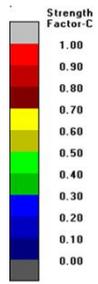


Mstep= 8
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

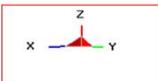
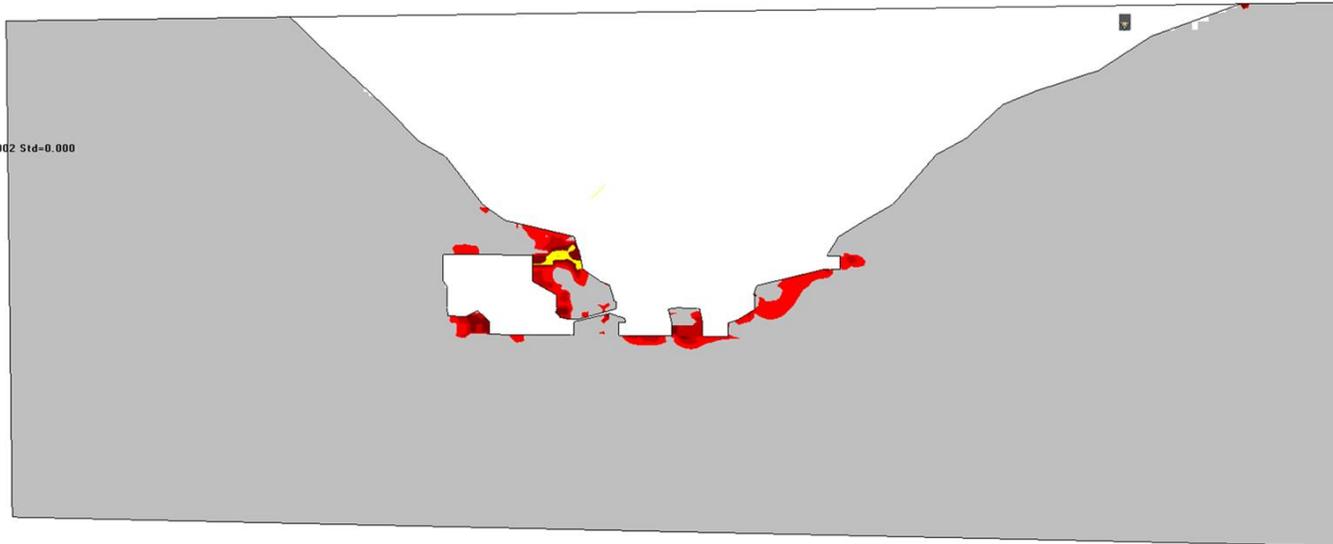


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.008][2019.06.11]

SFC – Grilla 01 (Step 08)

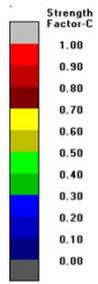


Mstep= 9
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

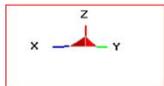
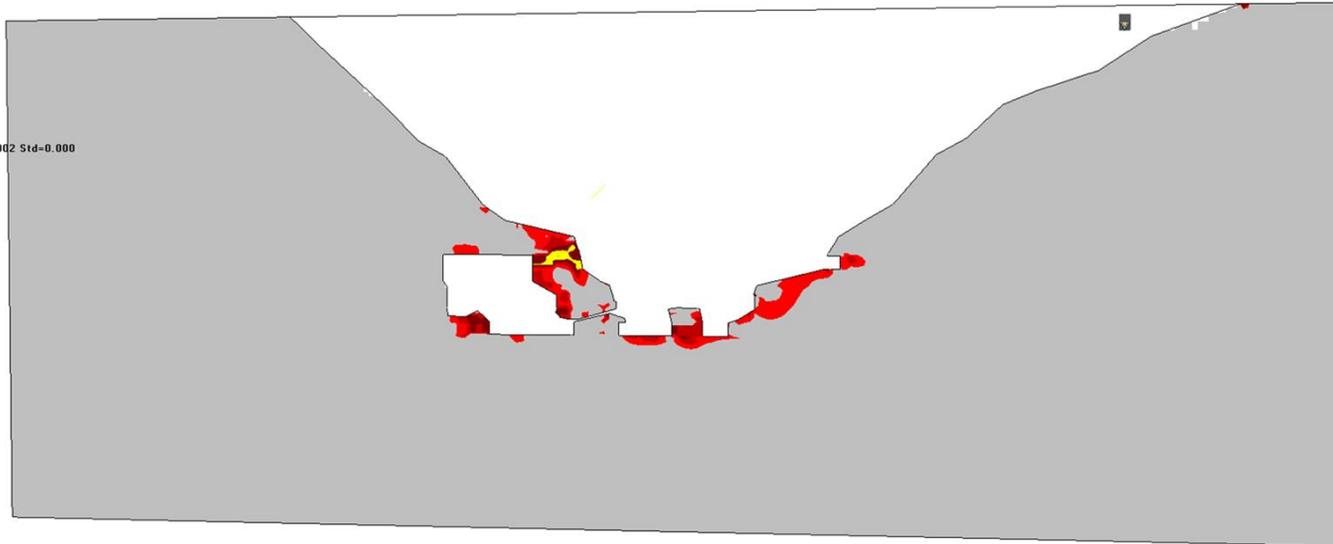


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.009][2019.06.11]

SFC – Grilla 01 (Step 09)

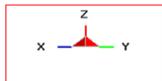
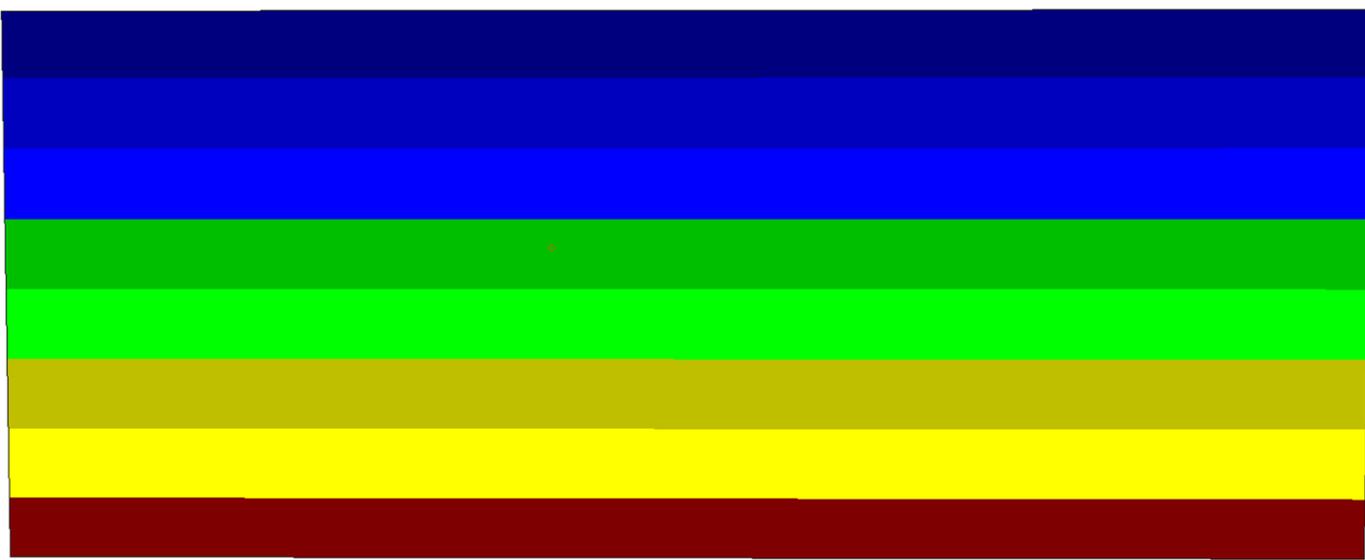
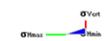
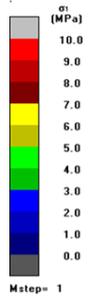


Mstep= 9
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$



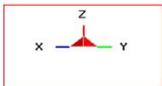
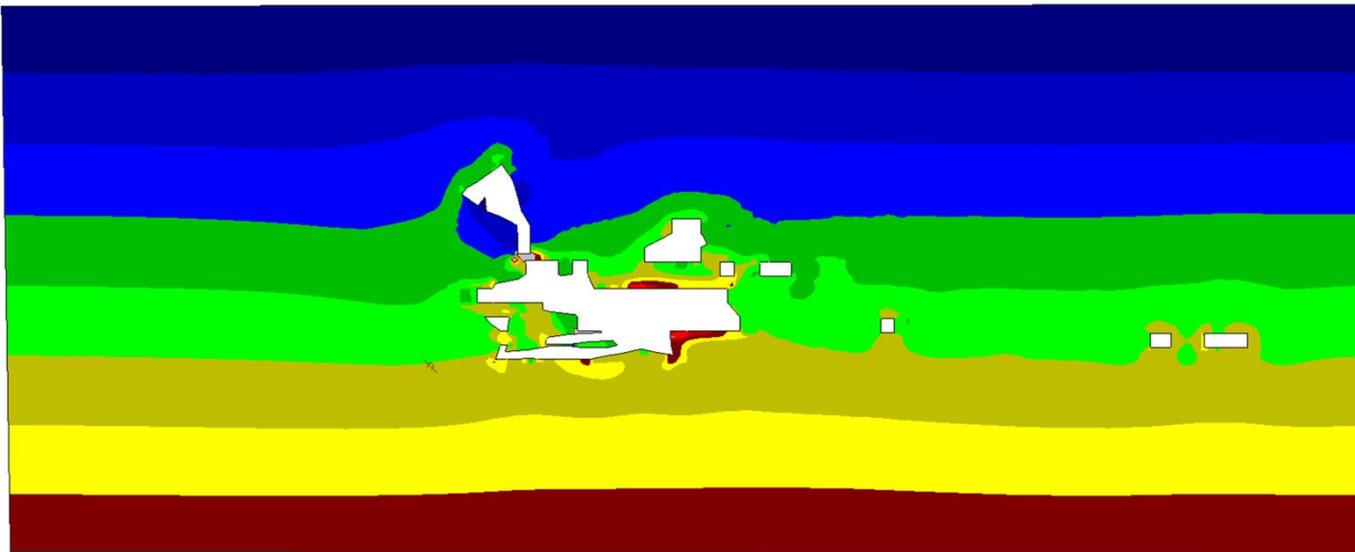
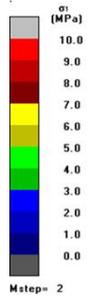
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.009][2019.06.11]

SFC – Grilla 01 (Step 10)



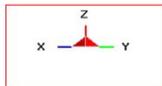
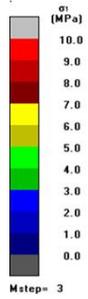
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.001][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 02 (Step 01)



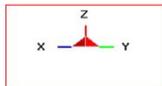
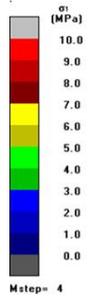
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.002][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 02 (Step 02)



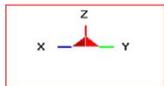
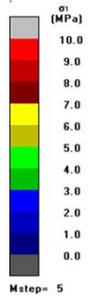
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.003][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 02 (Step 03)



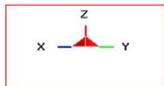
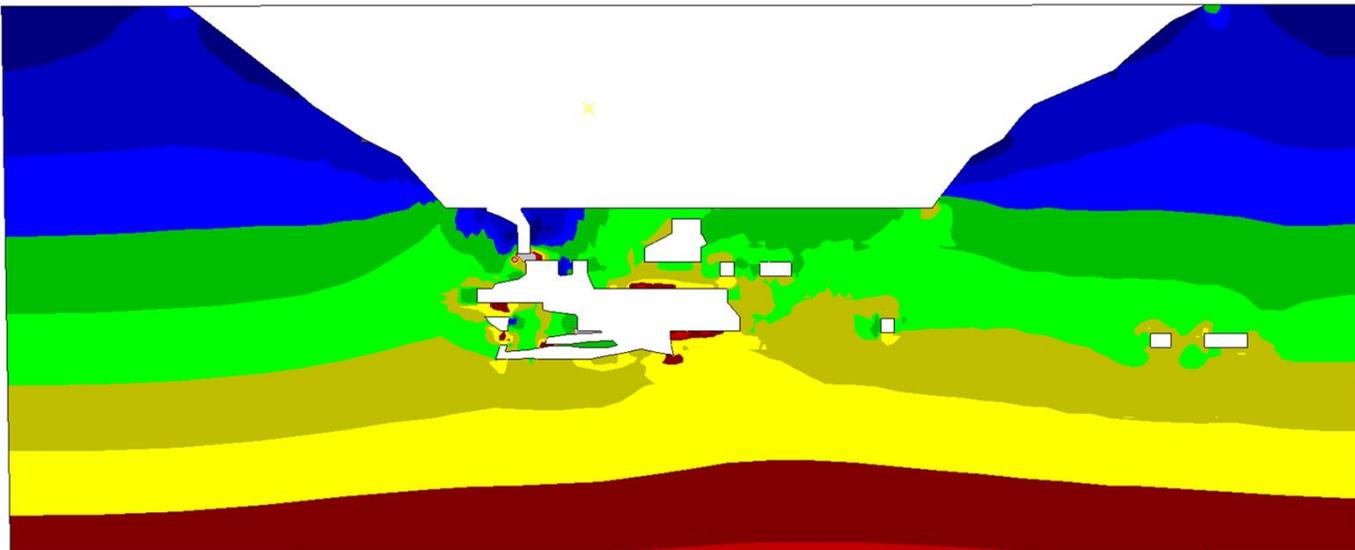
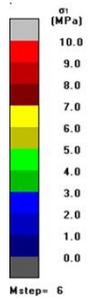
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.004][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 02 (Step 04)



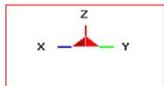
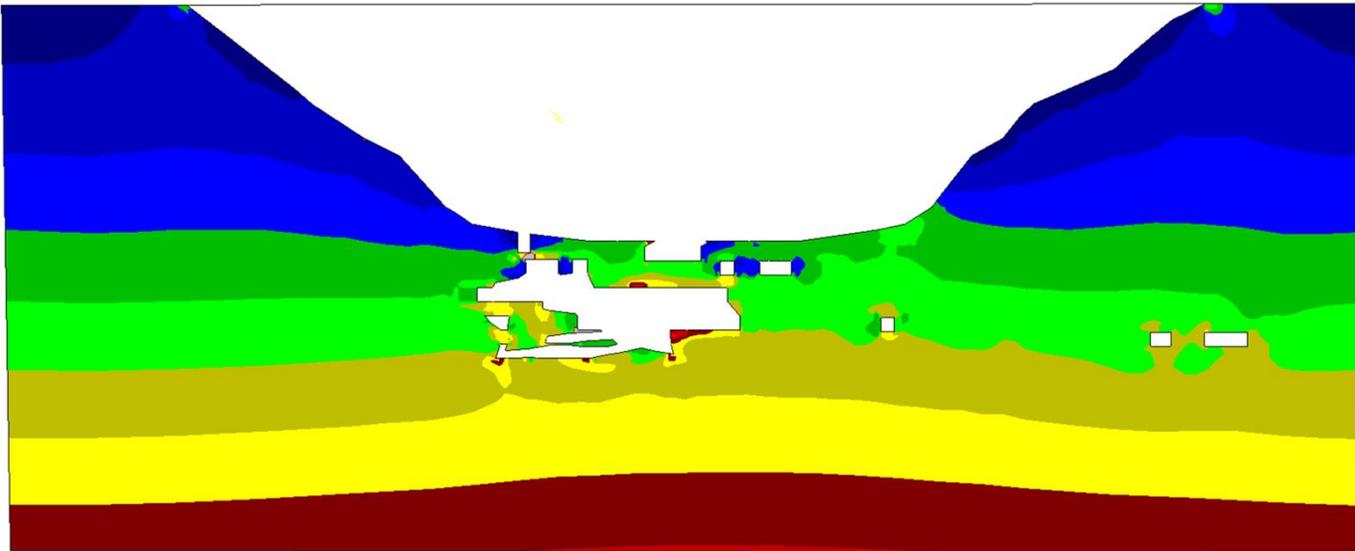
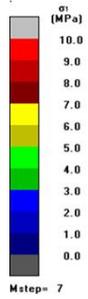
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.005][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 02 (Step 05)



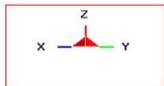
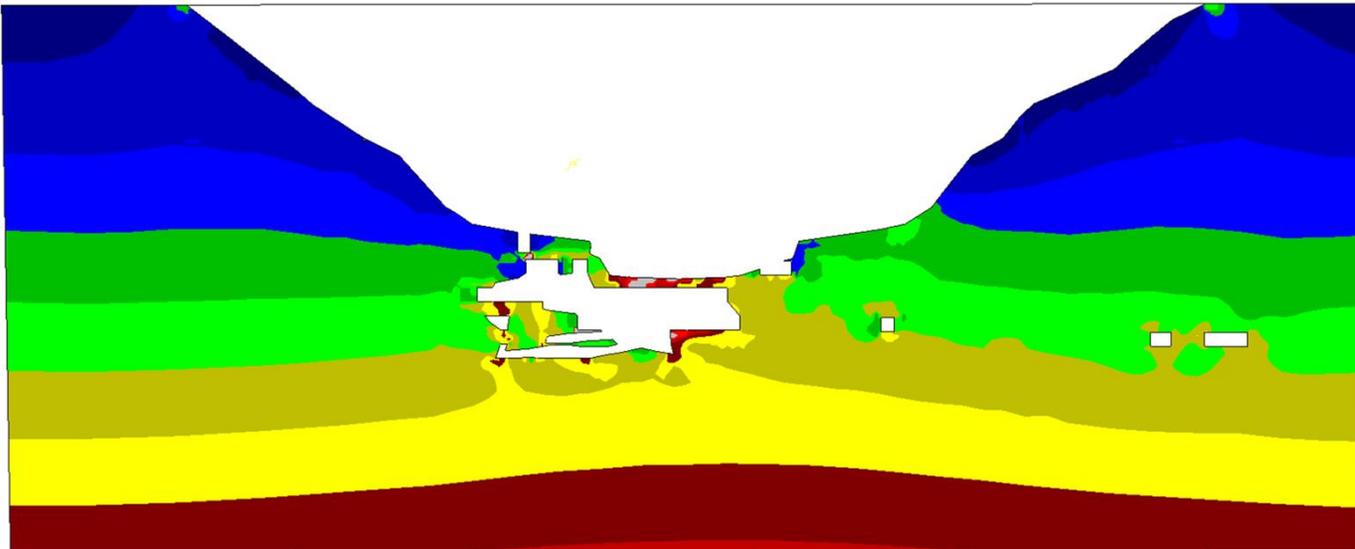
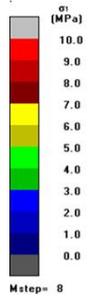
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\victor_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.006][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 02 (Step 06)



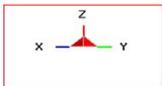
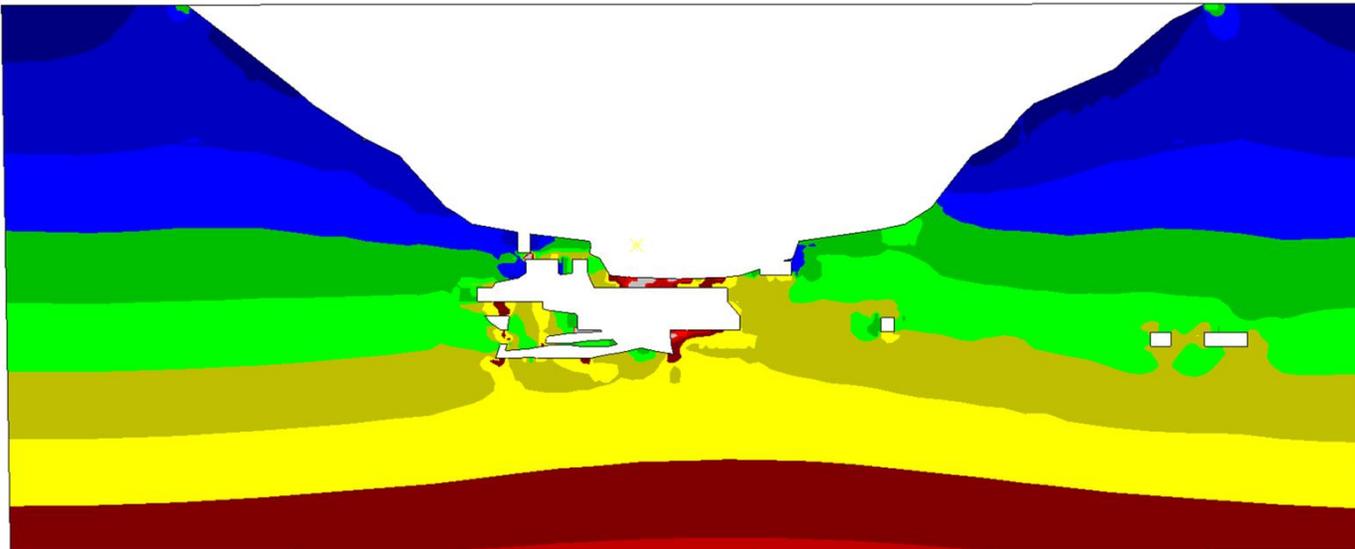
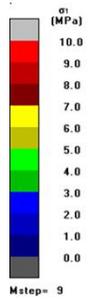
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\victor_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.007][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 02 (Step 07)



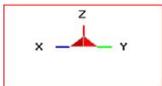
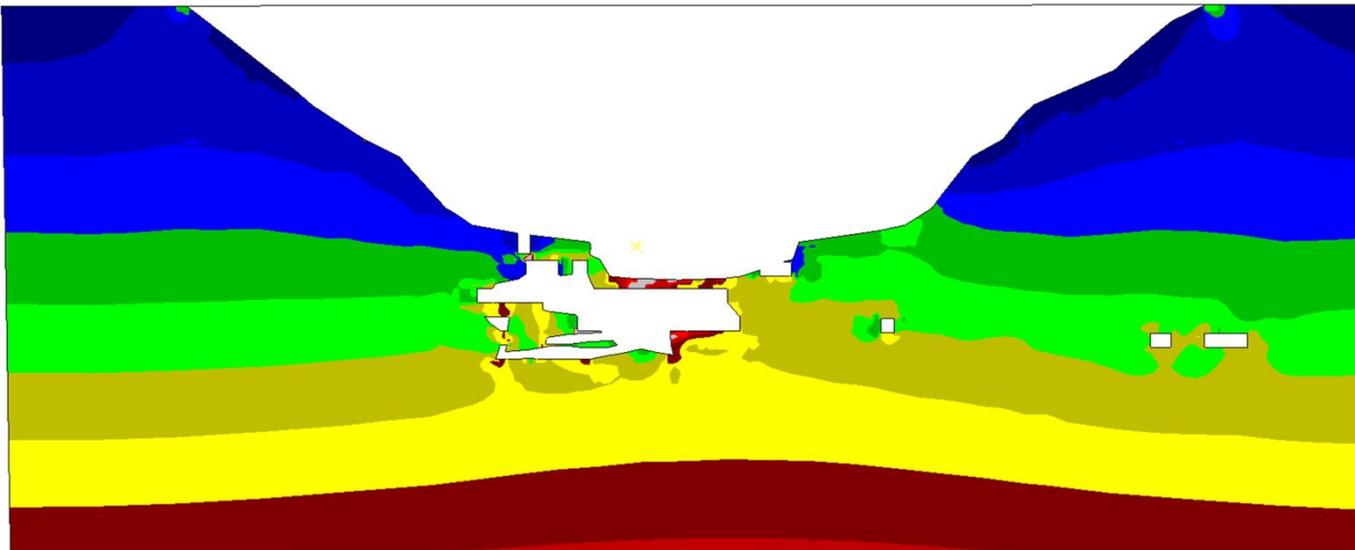
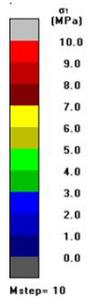
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.008][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 02 (Step 08)



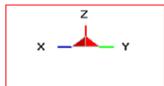
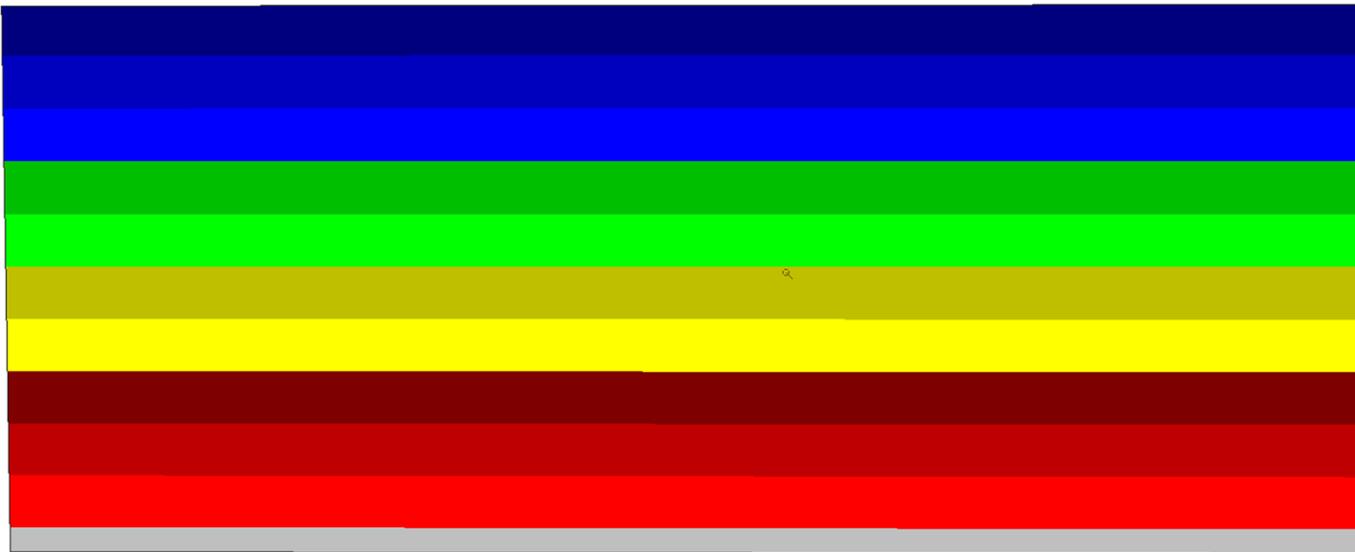
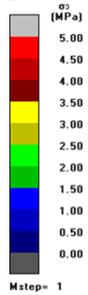
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.009][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 02 (Step 09)



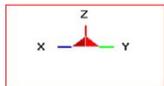
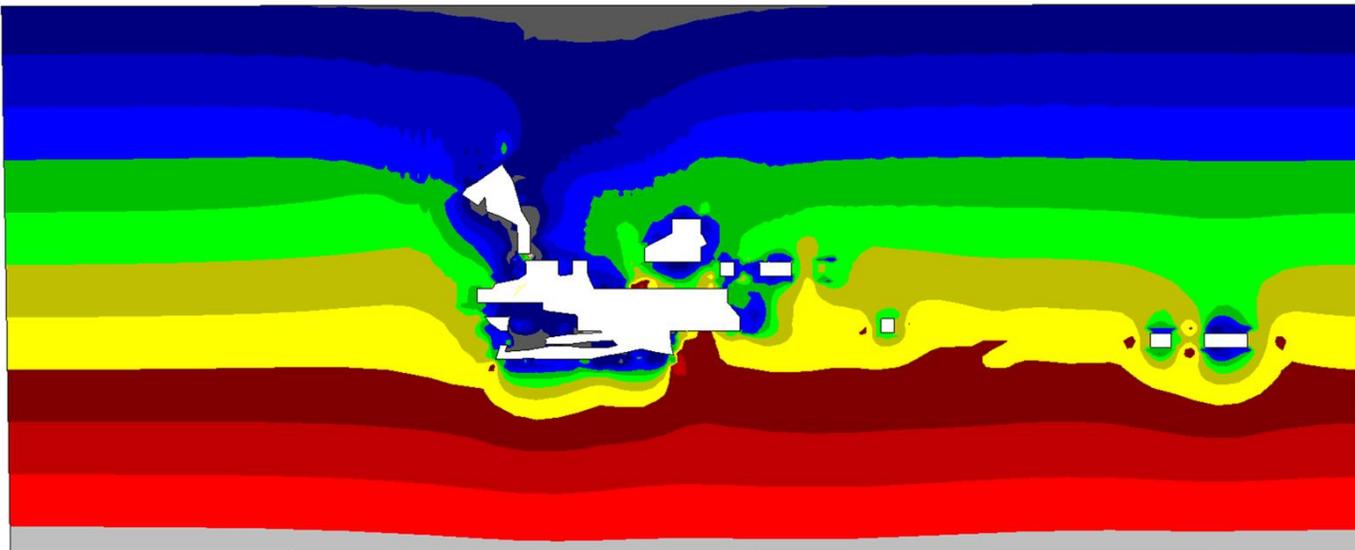
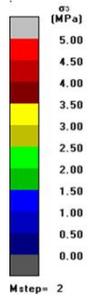
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.010][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 02 (Step 10)



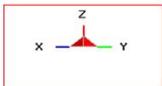
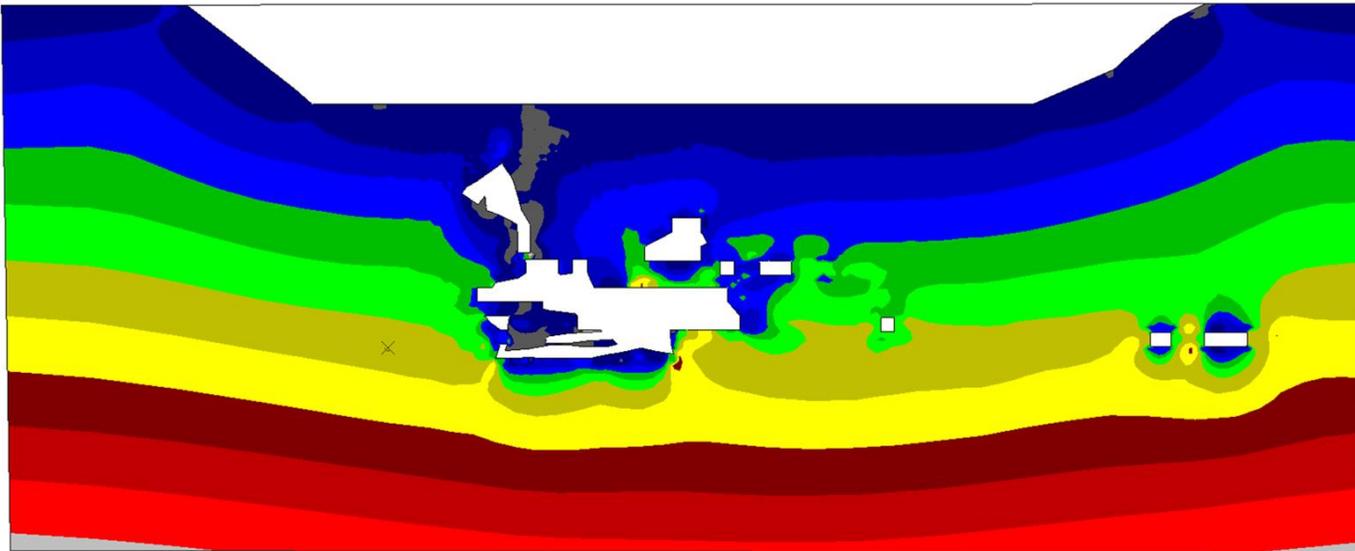
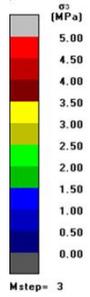
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.001][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 02 (Step 01)



Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.002][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 02 (Step 02)

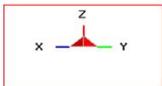
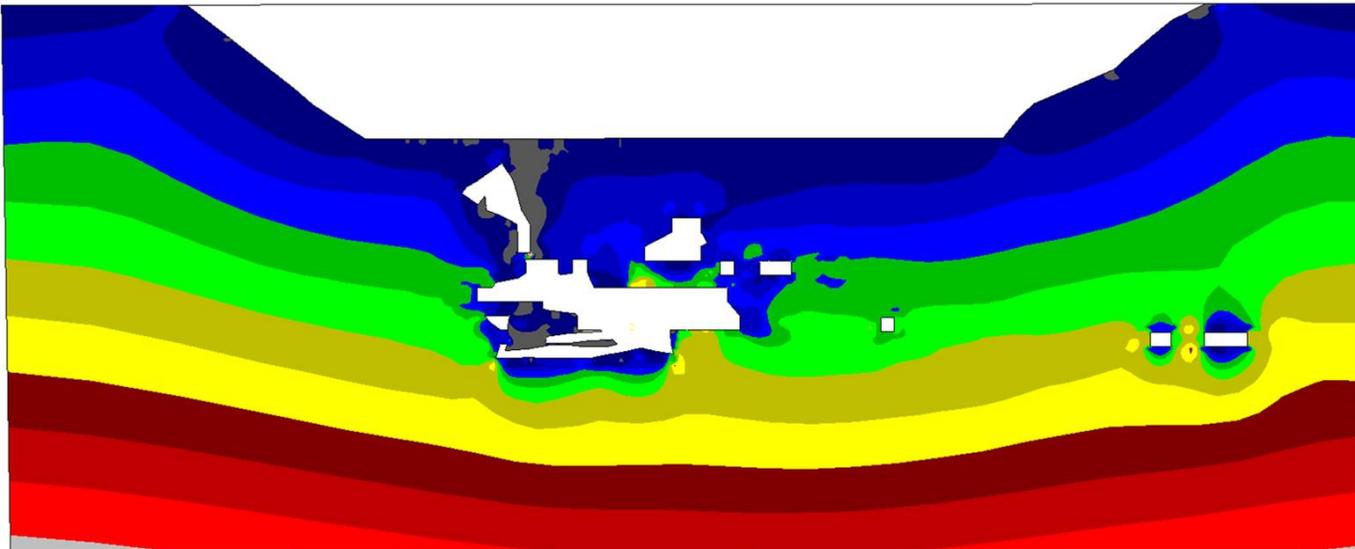


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.003][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 02 (Step 03)

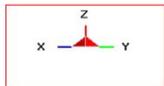
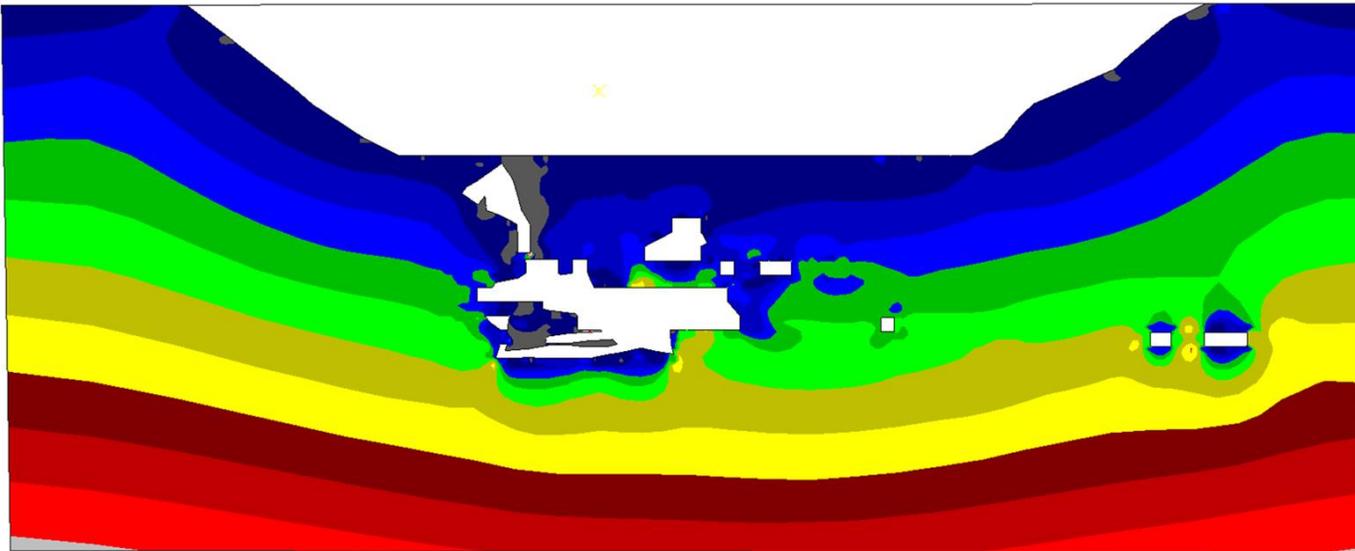
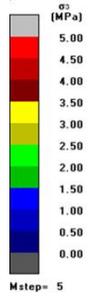


Mstep= 4



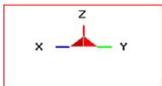
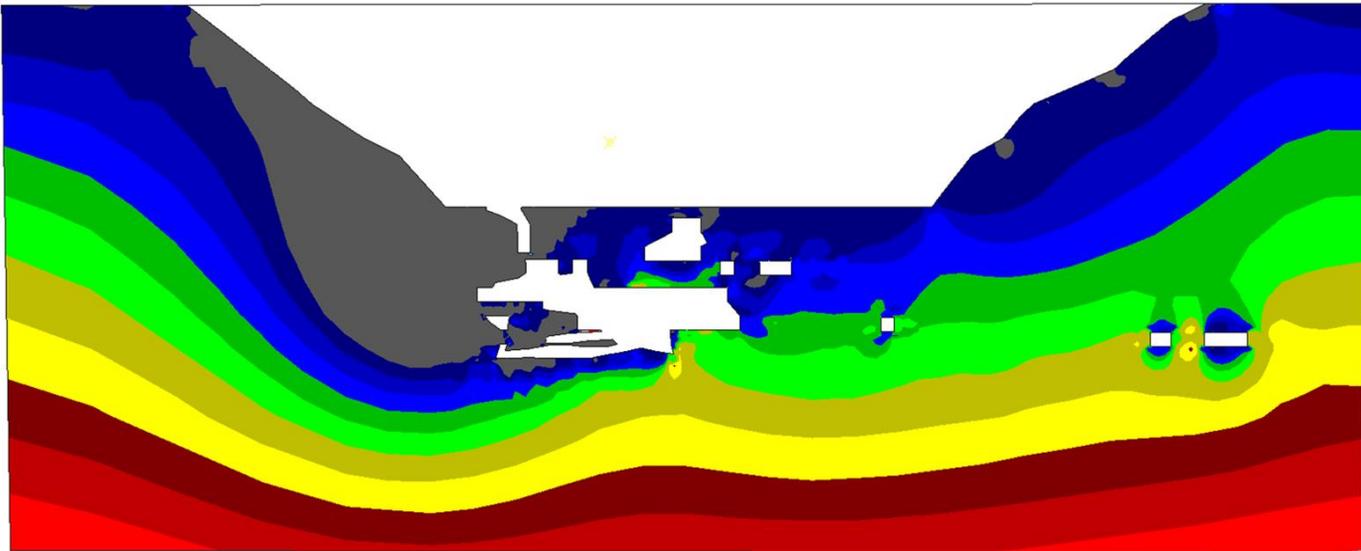
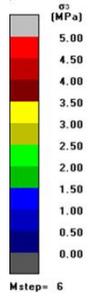
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.004][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 02 (Step 04)



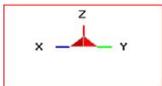
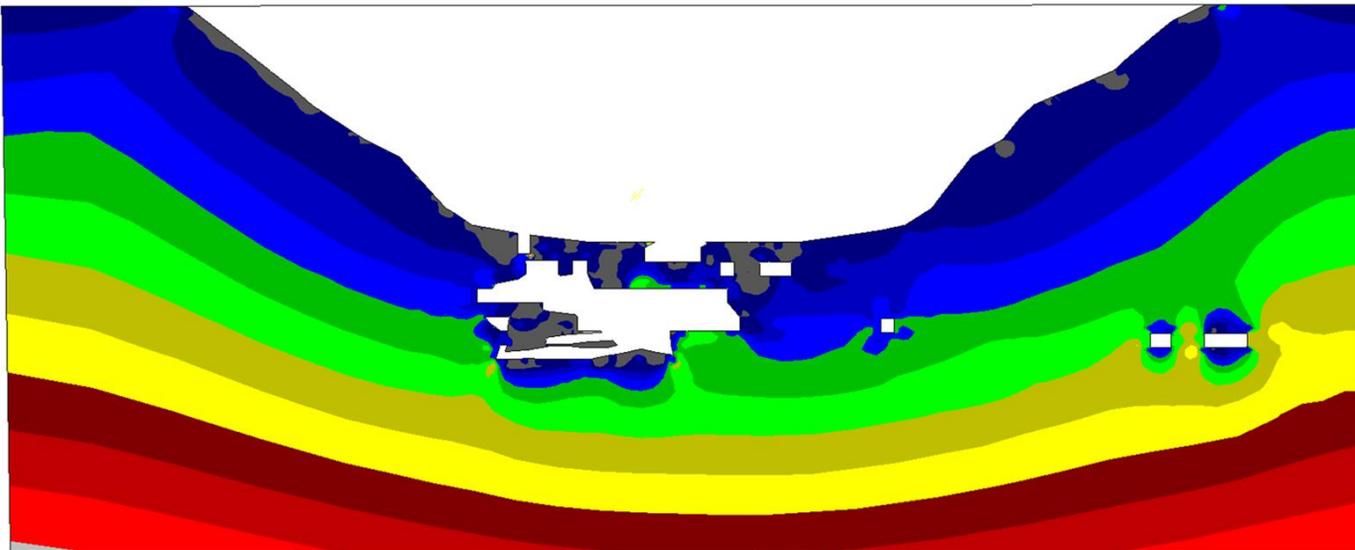
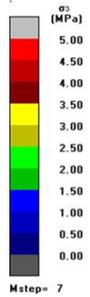
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.005][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 02 (Step 05)



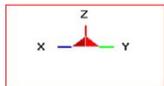
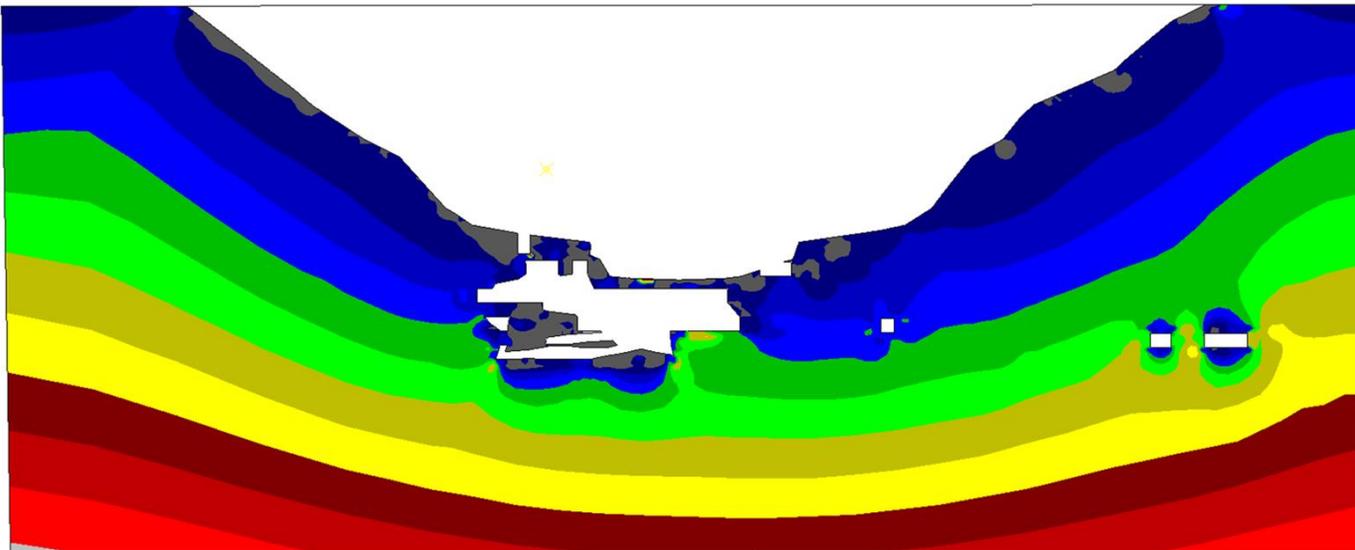
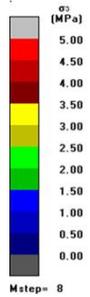
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.006][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 02 (Step 06)



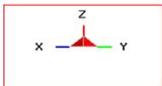
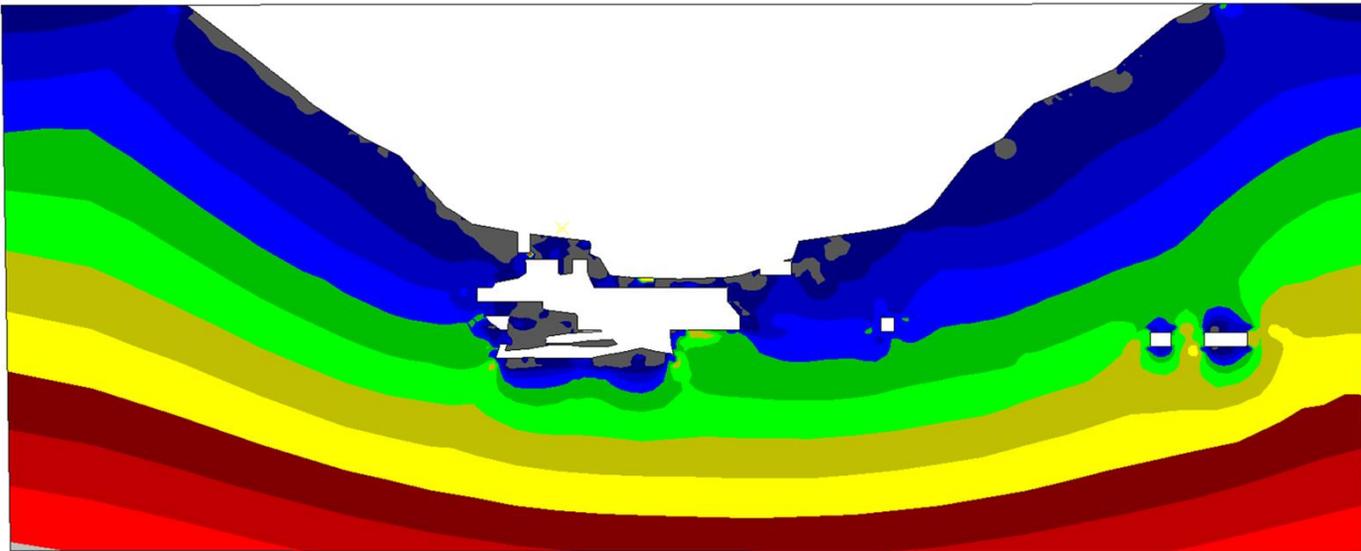
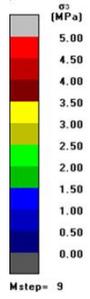
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.007][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 02 (Step 07)



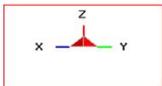
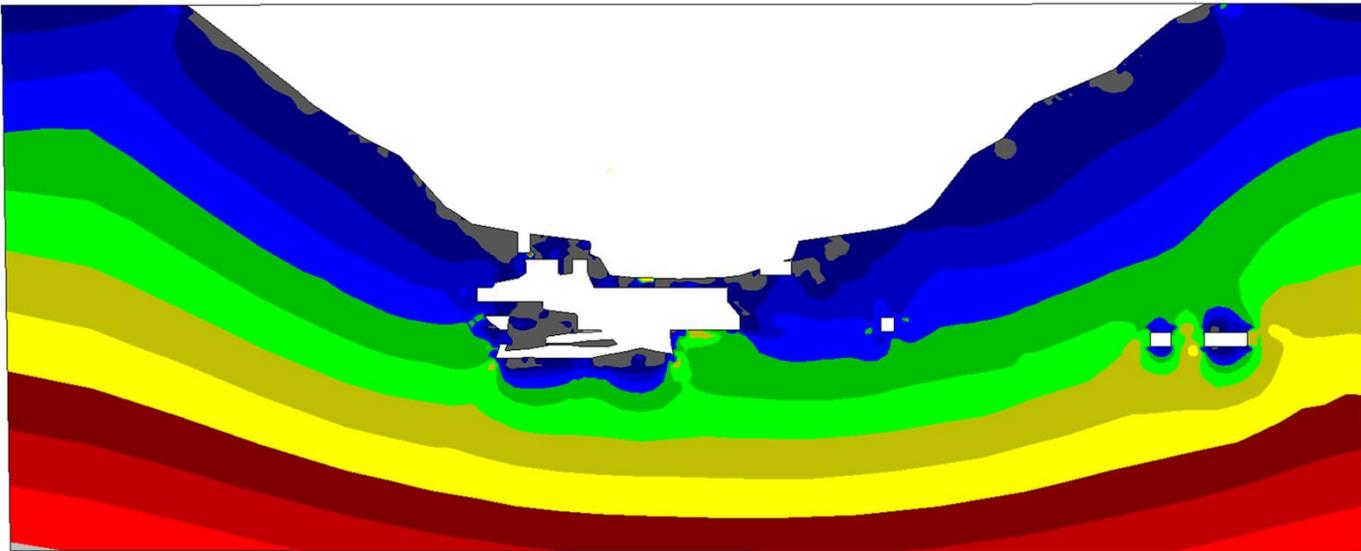
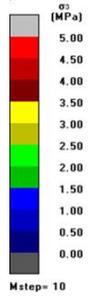
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.008][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 02 (Step 08)



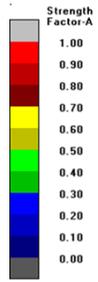
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.009][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 02 (Step 09)

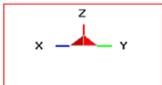
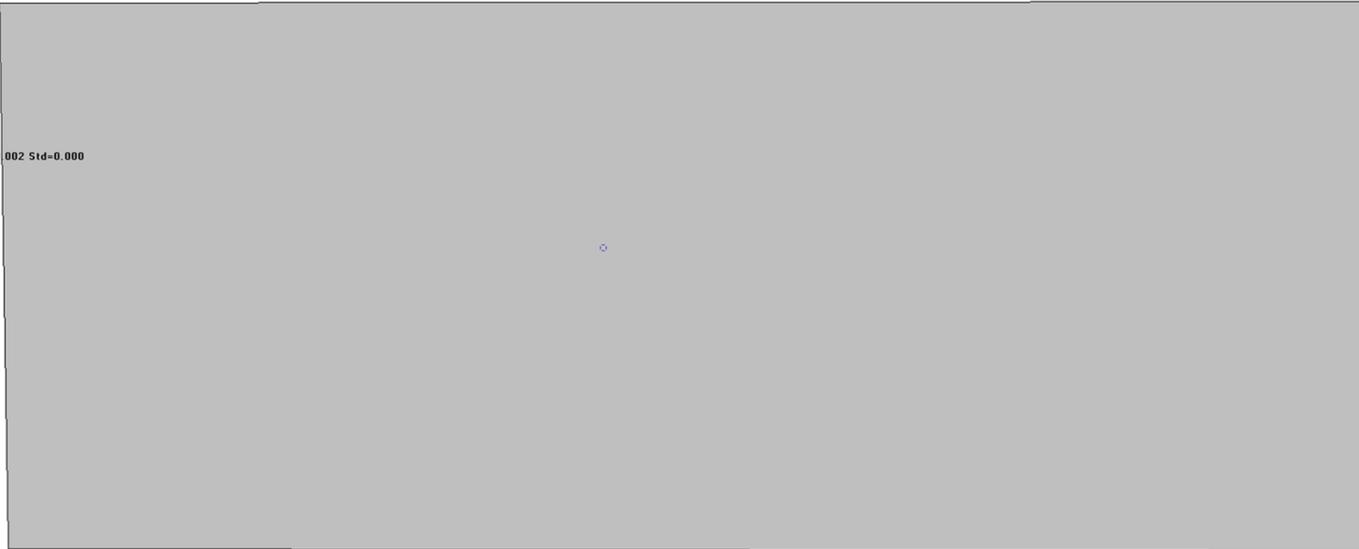


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.010][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 02 (Step 10)

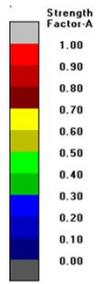


Mstep= 1
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

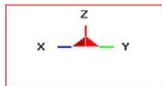
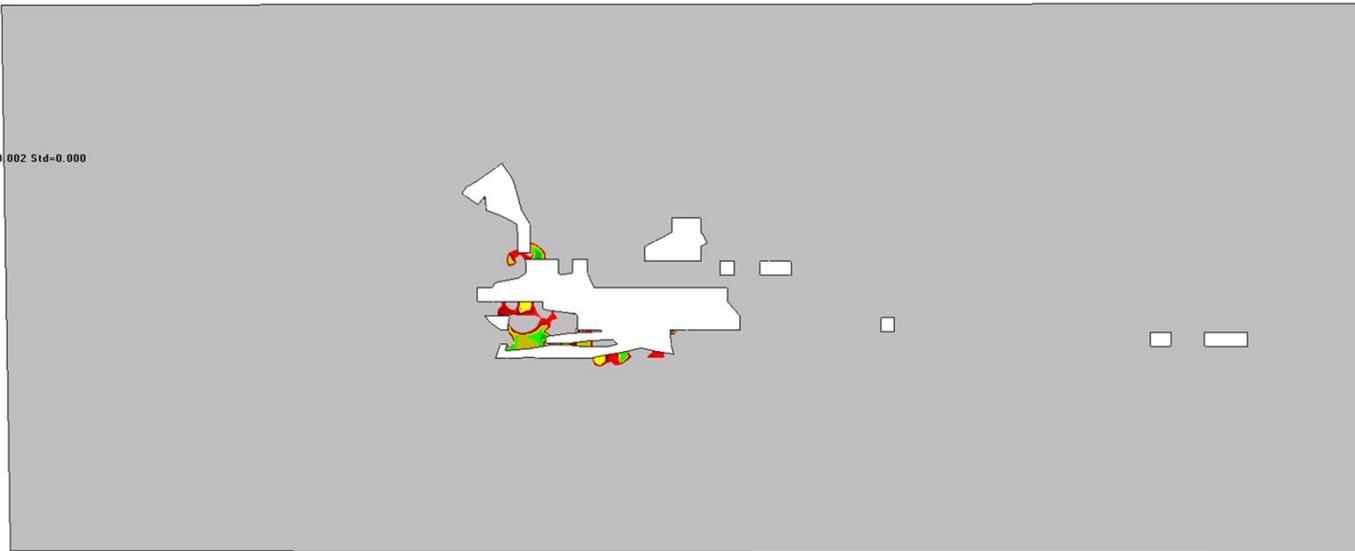


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.001][2019.06.11]

SFA – Grilla 02 (Step 01)

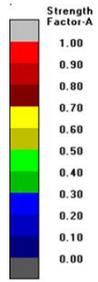


Mstep= 2
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

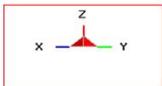
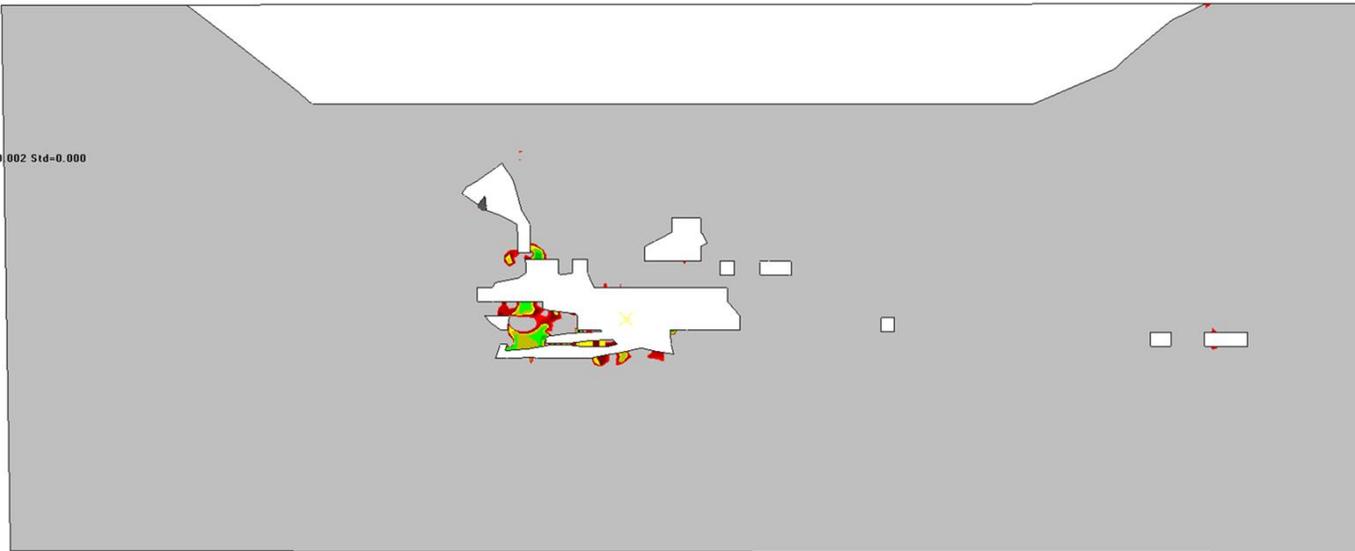


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.002][2019.06.11]

SFA – Grilla 02 (Step 02)

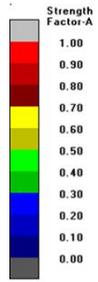


Mstep= 3
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

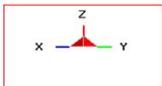
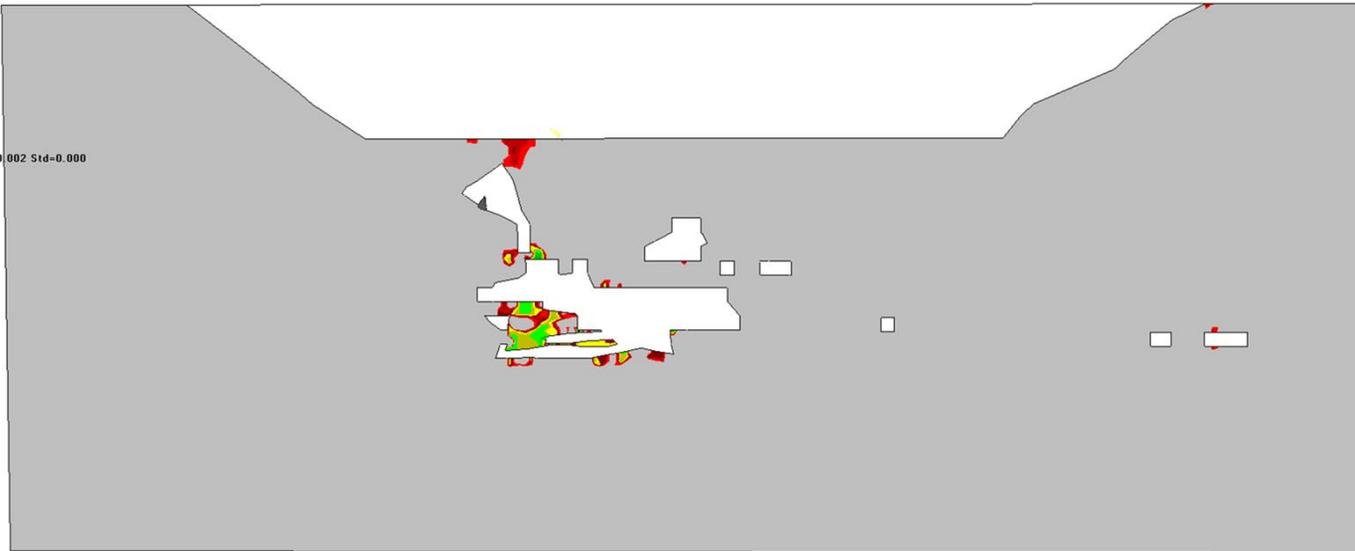


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.003][2019.06.11]

SFA – Grilla 02 (Step 03)

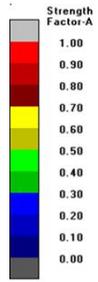


Mstep= 4
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

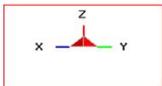


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.004][2019.06.11]

SFA – Grilla 02 (Step 04)

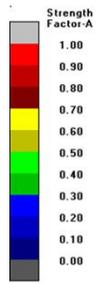


Mstep= 5
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

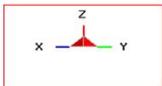
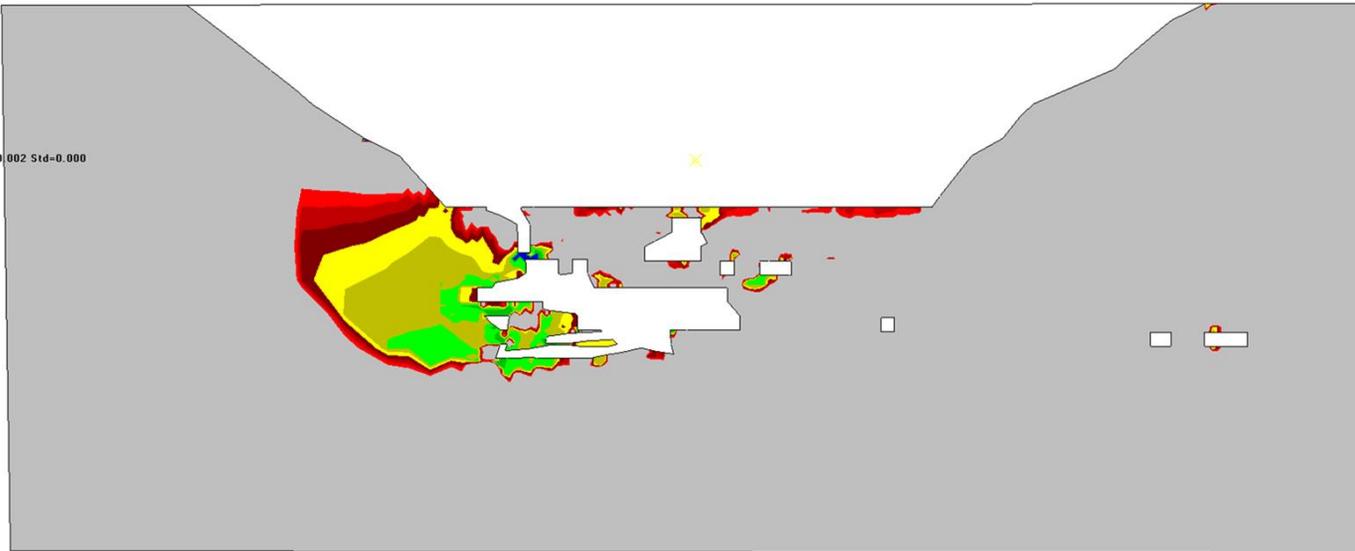


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.005][2019.06.11]

SFA – Grilla 02 (Step 05)

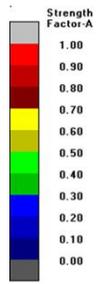


Mstep= 6
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

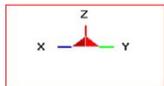
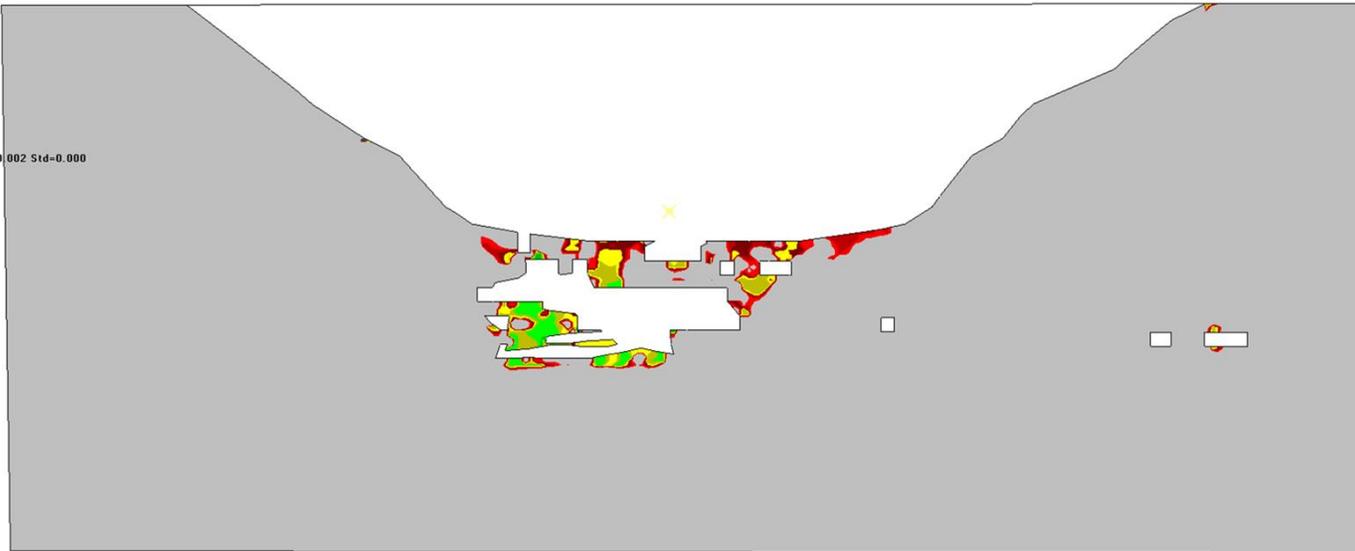


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.006][2019.06.11]

SFA – Grilla 02 (Step 06)

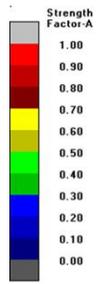


Mstep= 7
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

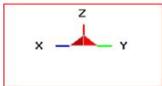
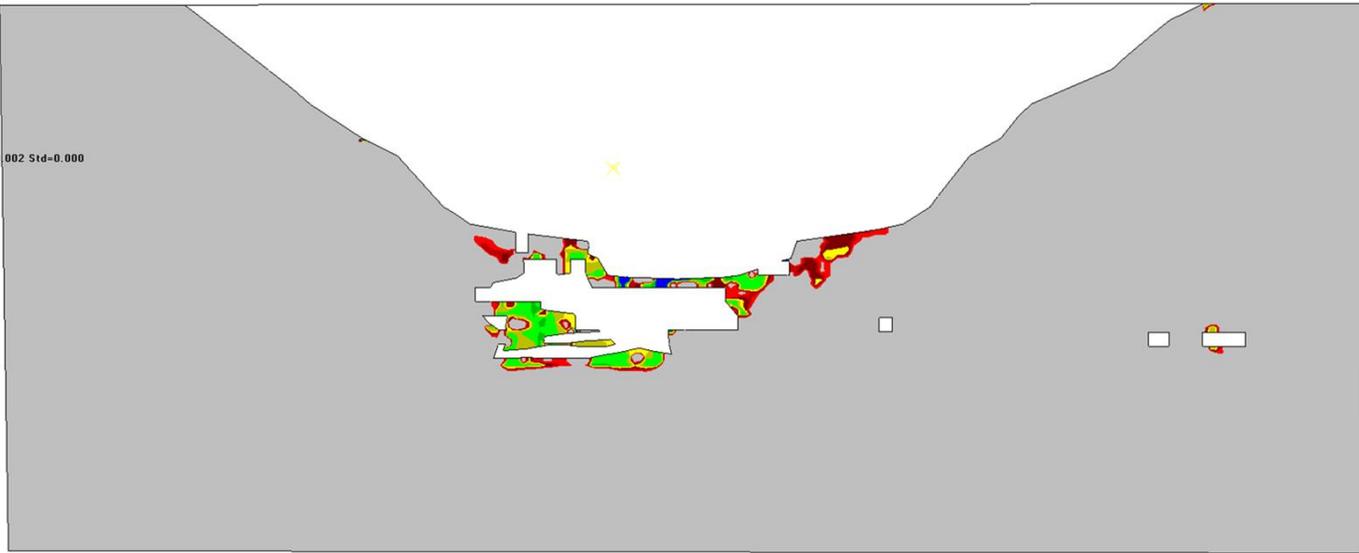


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.007][2019.06.11]

SFA – Grilla 02 (Step 07)

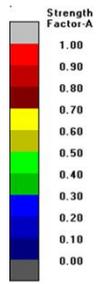


Mstep= 8
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

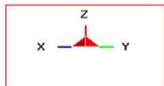
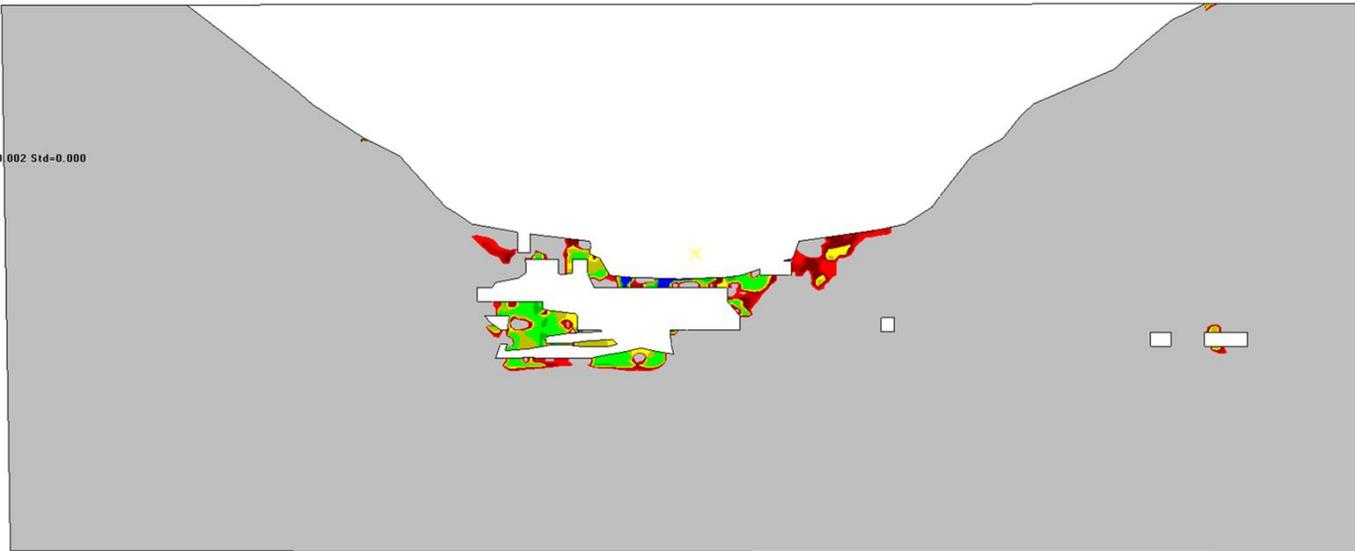


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.008][2019.06.11]

SFA – Grilla 02 (Step 08)

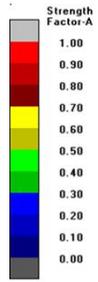


Mstep= 9
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

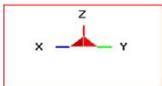
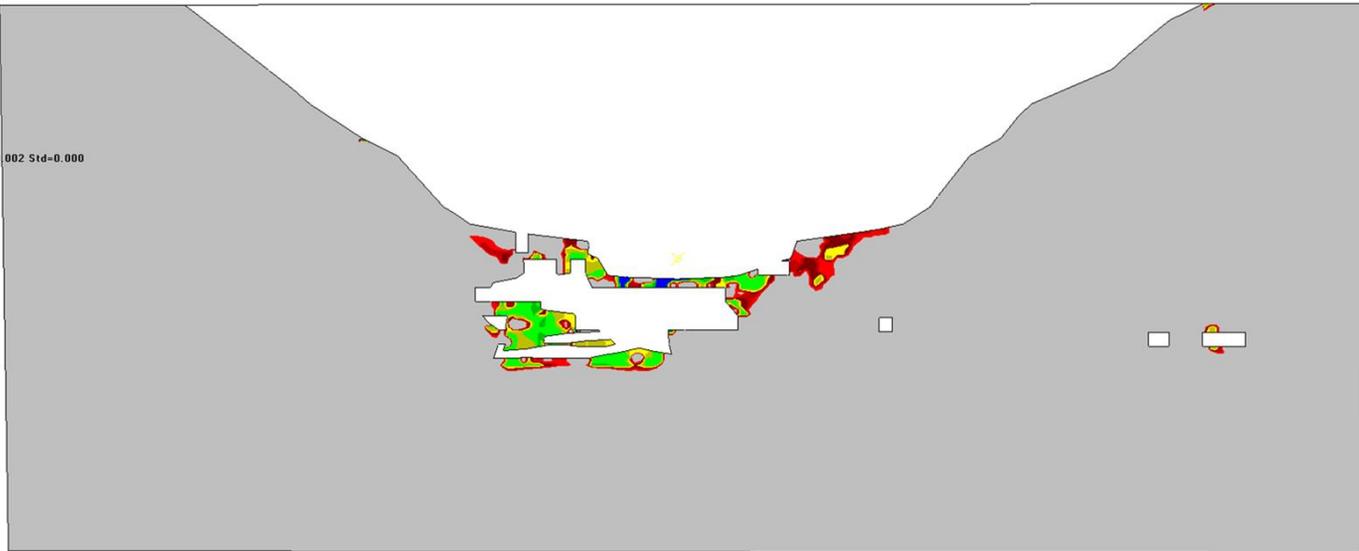


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.009][2019.06.11]

SFA – Grilla 02 (Step 09)

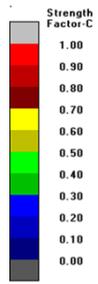


Mstep= 10
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

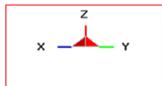


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.010][2019.06.11]

SFA – Grilla 02 (Step 10)

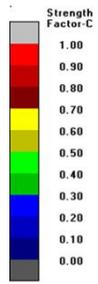


Mstep= 1
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

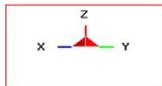
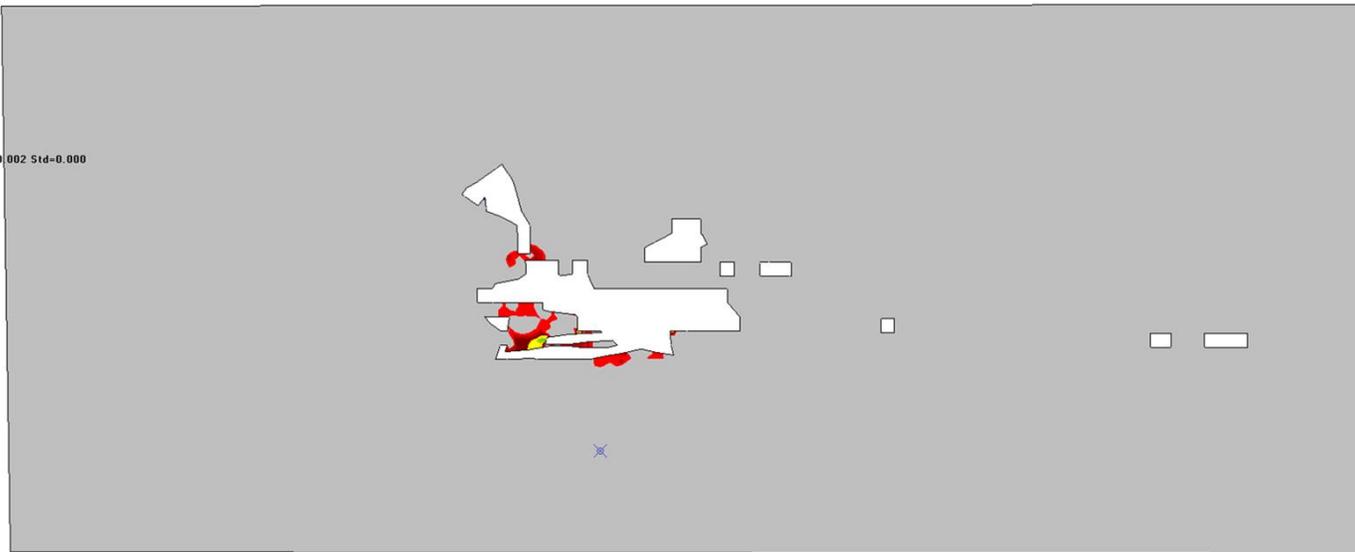


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.001][2019.06.11]

SFC – Grilla 02 (Step 01)

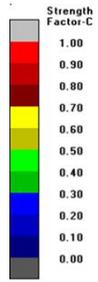


Mstep= 2
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

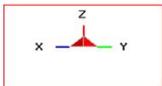
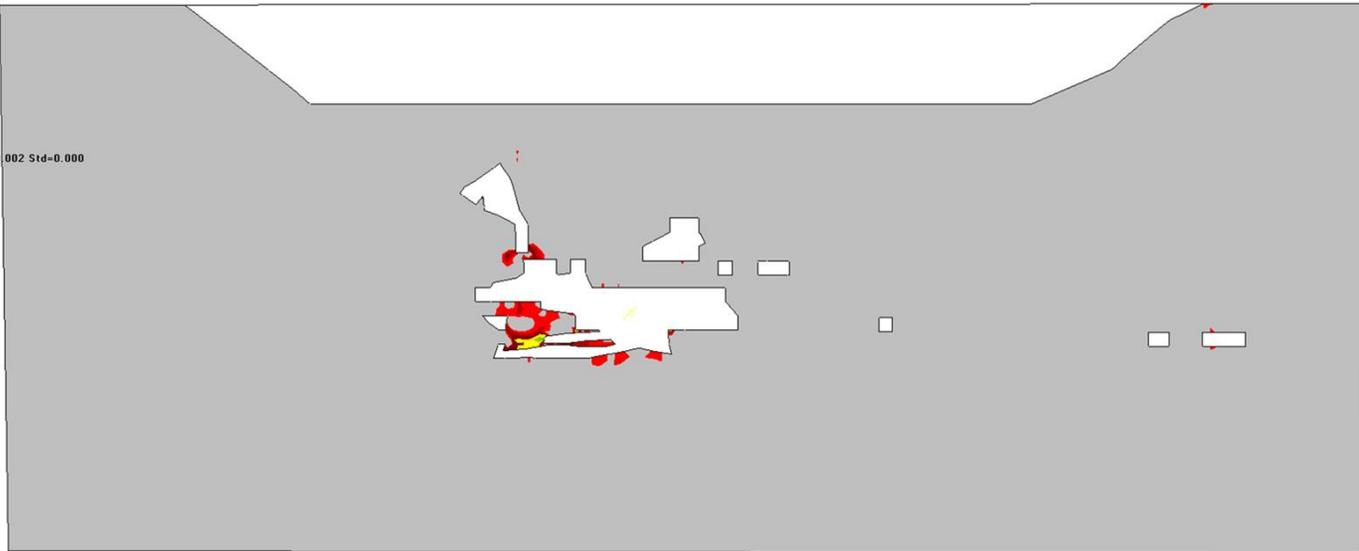


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.002][2019.06.11]

SFC – Grilla 02 (Step 02)

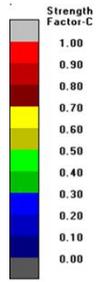


Mstep= 3
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

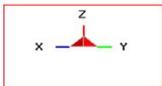
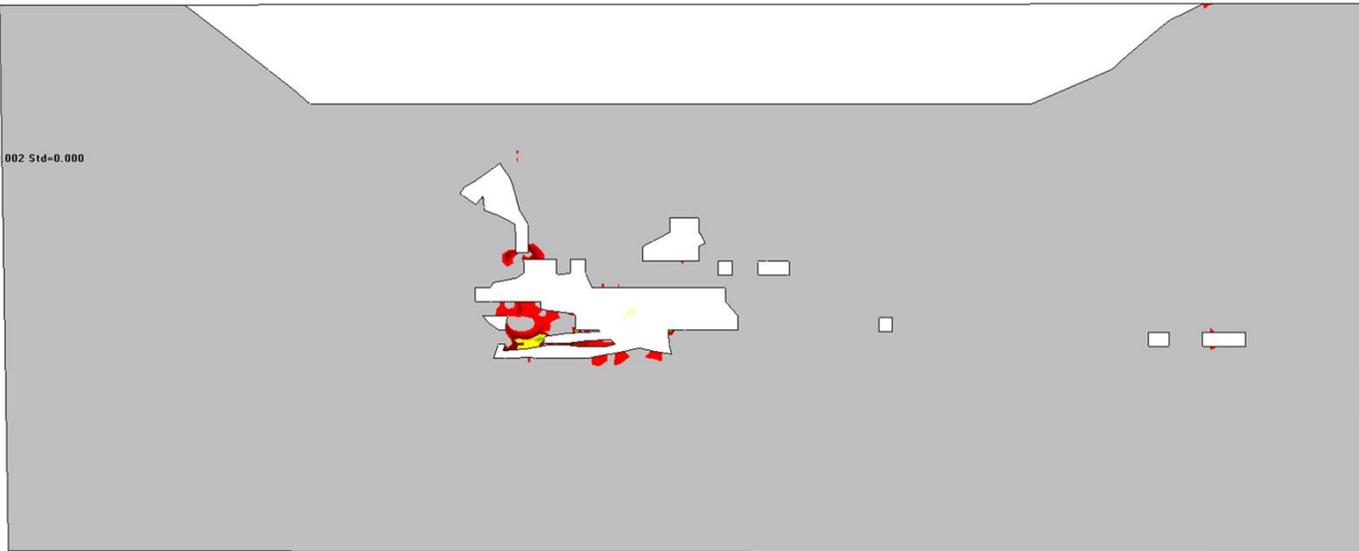


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.003][2019.06.11]

SFC – Grilla 02 (Step 03)

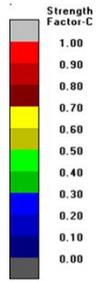


Mstep= 3
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

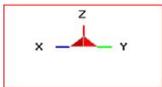
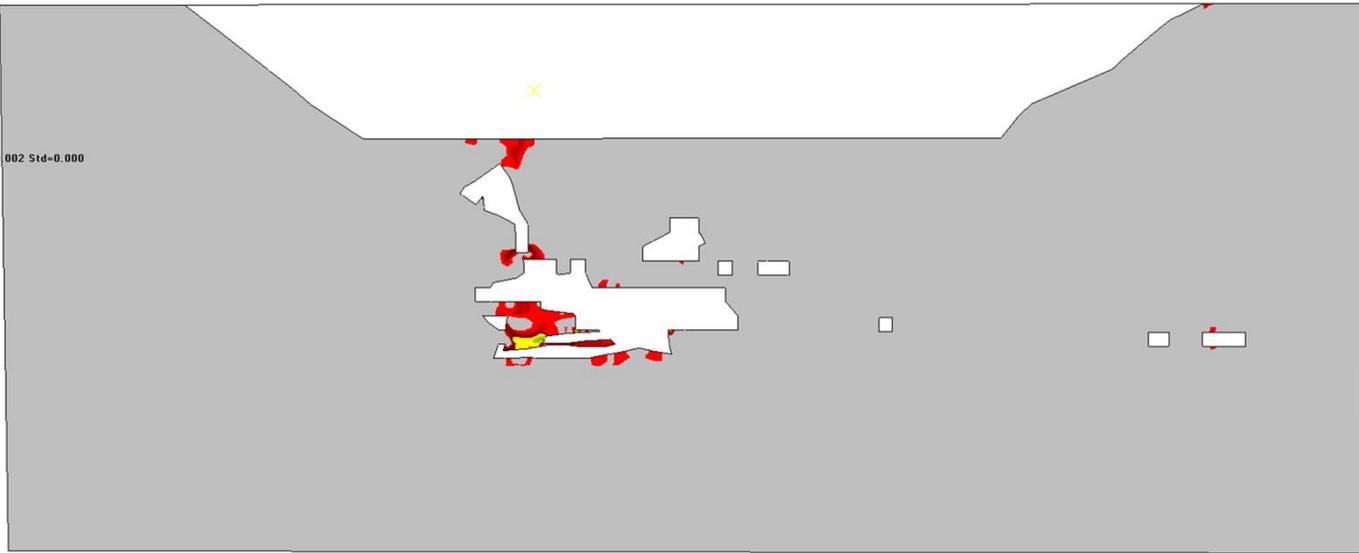


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.003][2019.06.11]

SFC – Grilla 02 (Step 04)

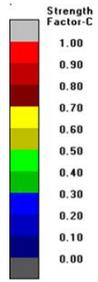


Mstep= 4
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

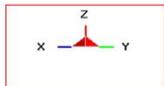


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.004][2019.06.11]

SFC – Grilla 02 (Step 04)

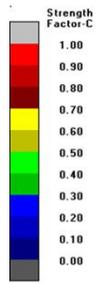


Mstep= 5
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

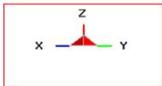
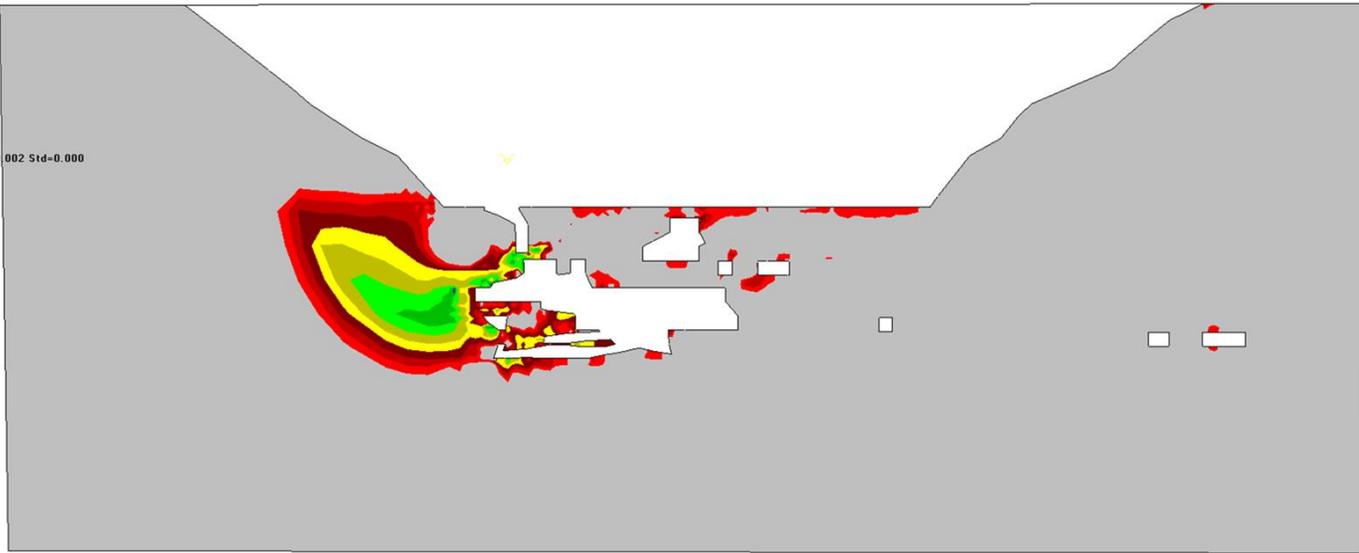


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.005][2019.06.11]

SFC – Grilla 02 (Step 05)

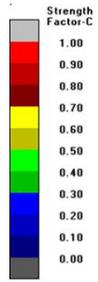


Mstep= 6
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

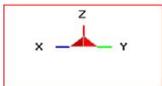
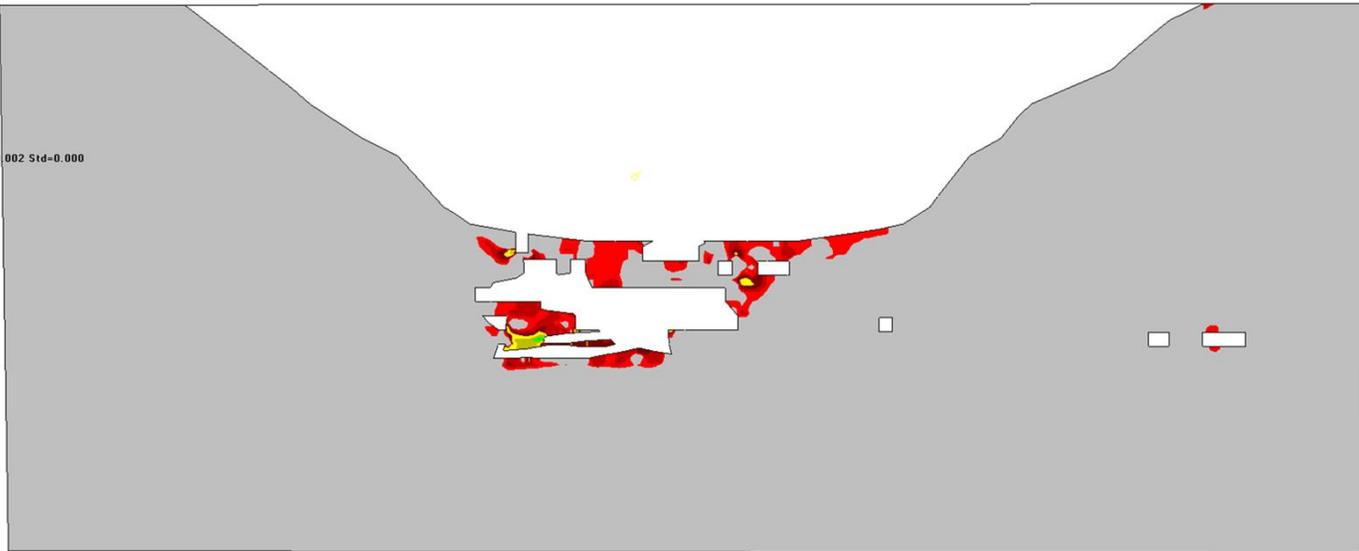


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.006][2019.06.11]

SFC – Grilla 02 (Step 06)

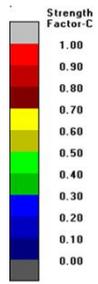


Mstep= 7
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

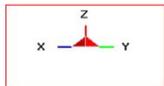
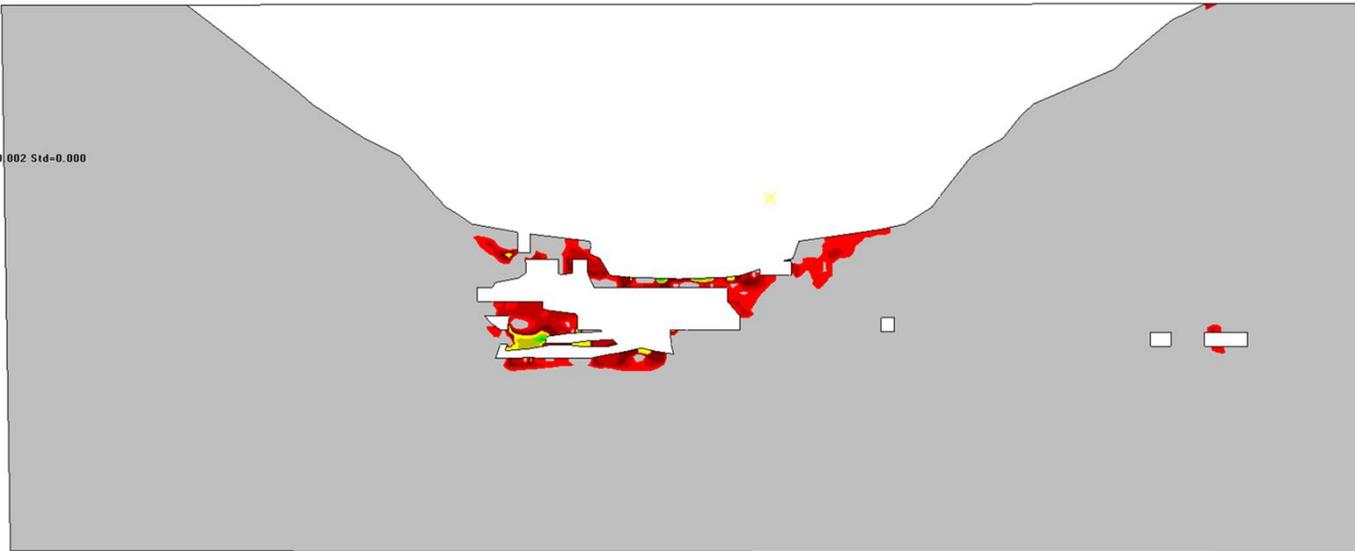


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.007][2019.06.11]

SFC – Grilla 02 (Step 07)

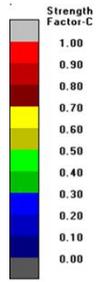


Mstep= 8
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

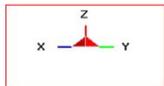
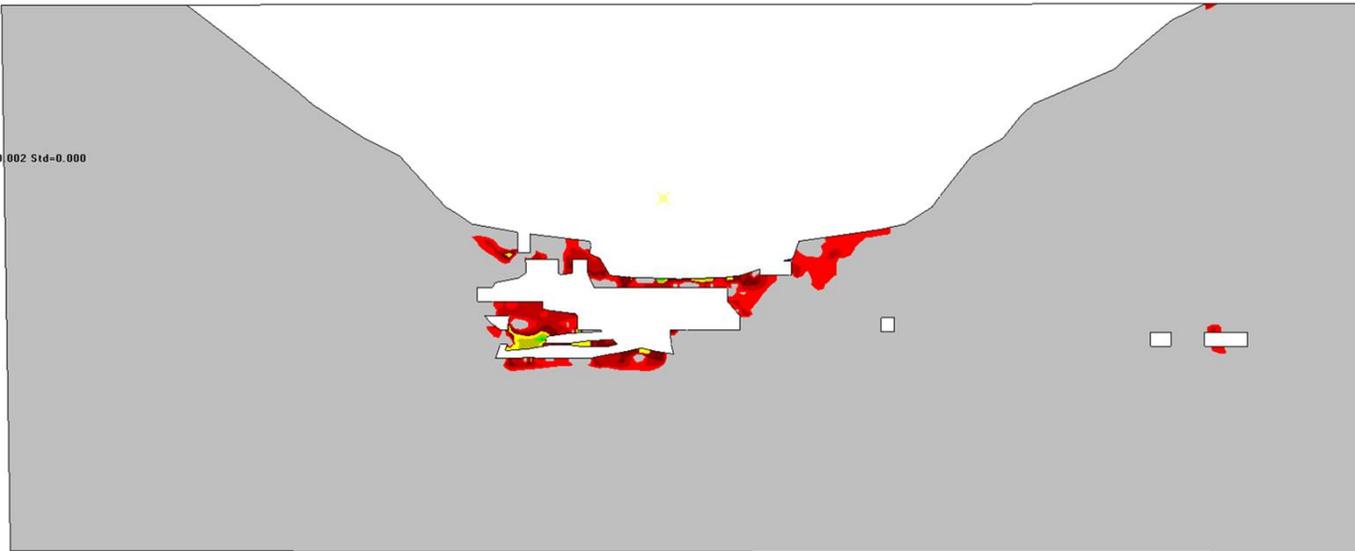


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.008][2019.06.11]

SFC – Grilla 02 (Step 08)

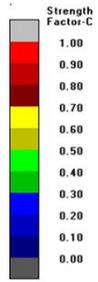


Mstep= 9
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

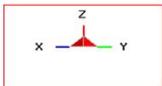
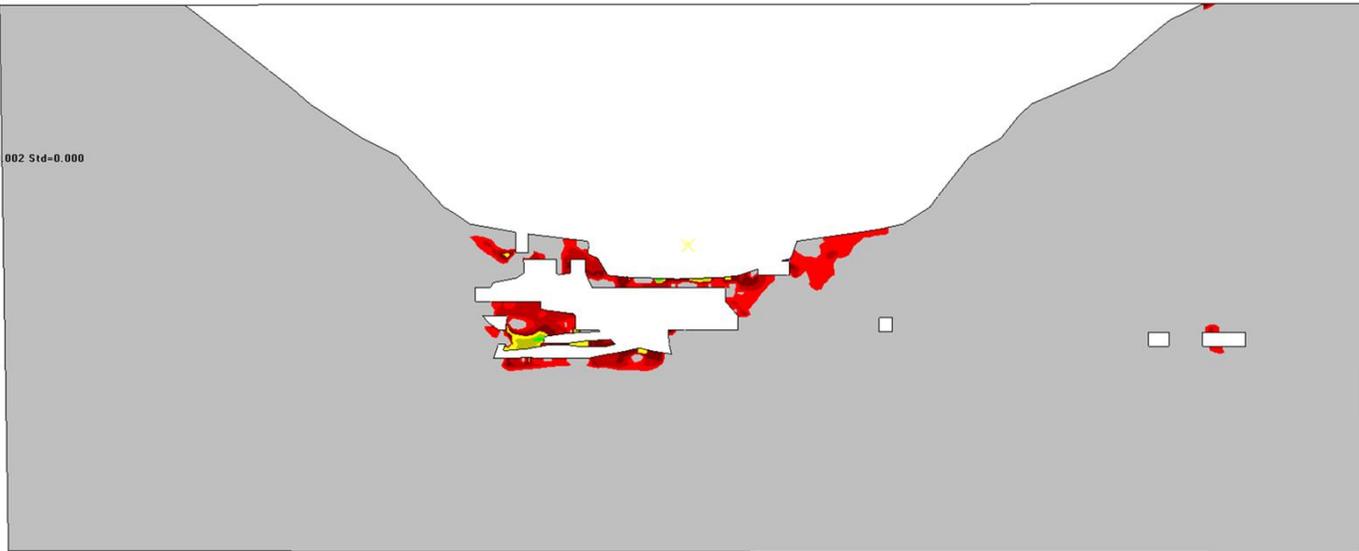


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.009][2019.06.11]

SFC – Grilla 02 (Step 09)

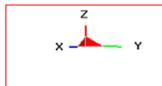
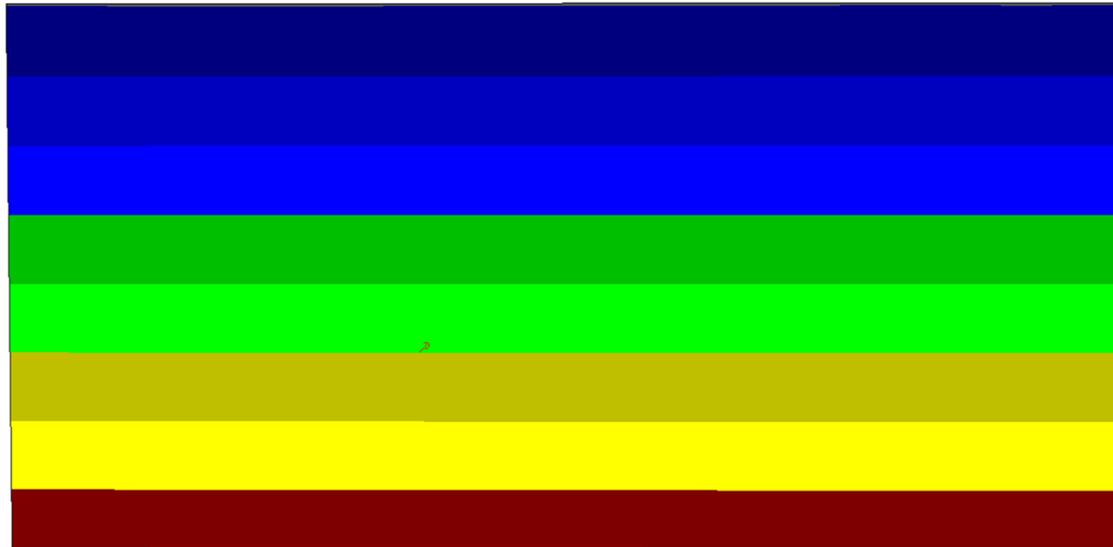
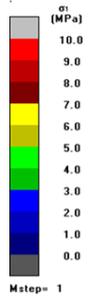


Mstep= 10
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$



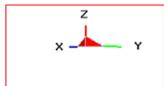
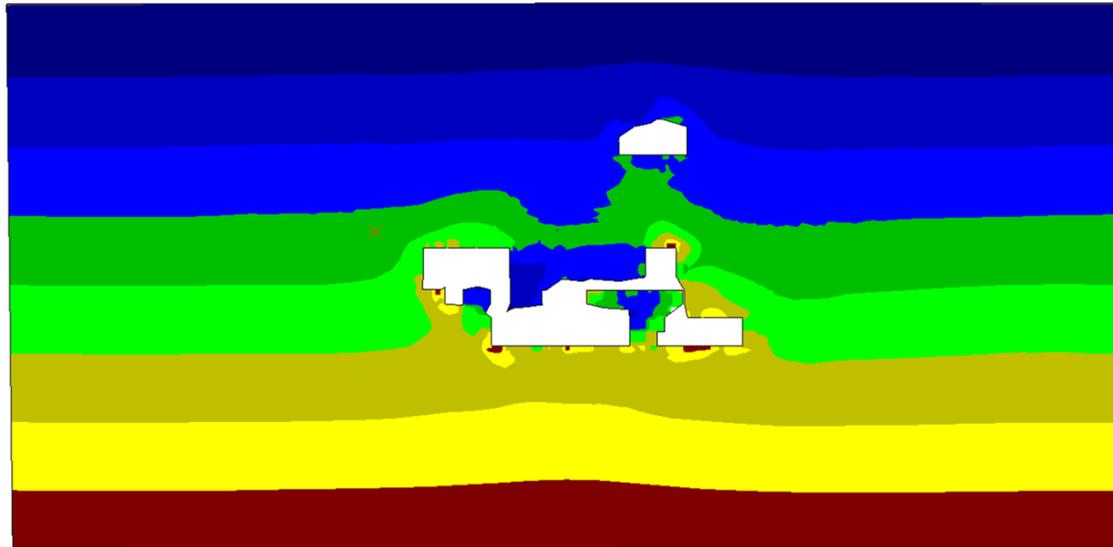
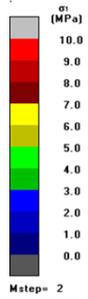
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJO_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.010][2019.06.11]

SFC – Grilla 02 (Step 10)



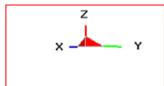
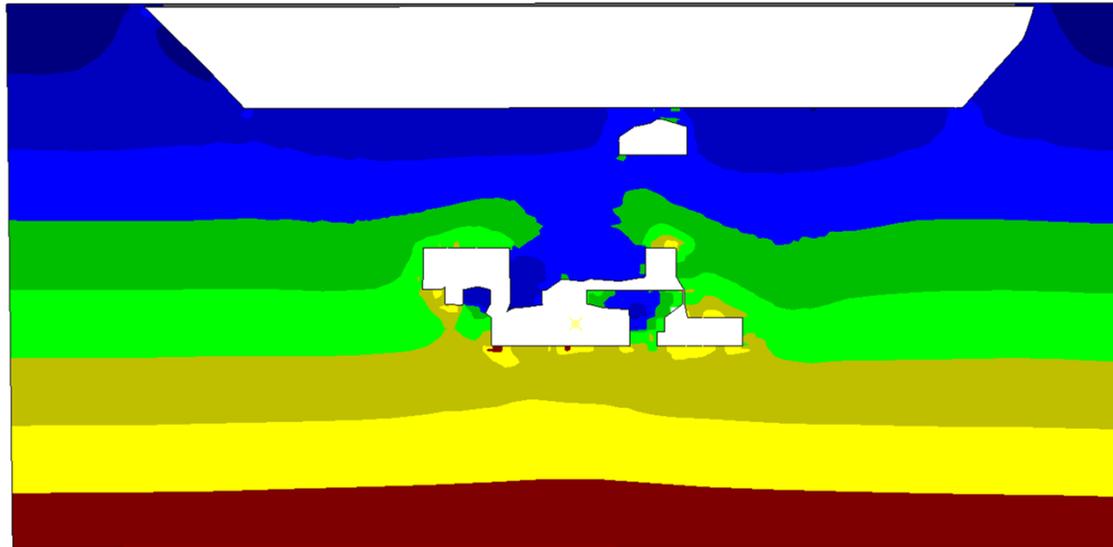
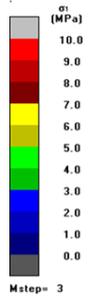
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.001][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 03 (Step 01)



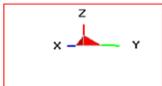
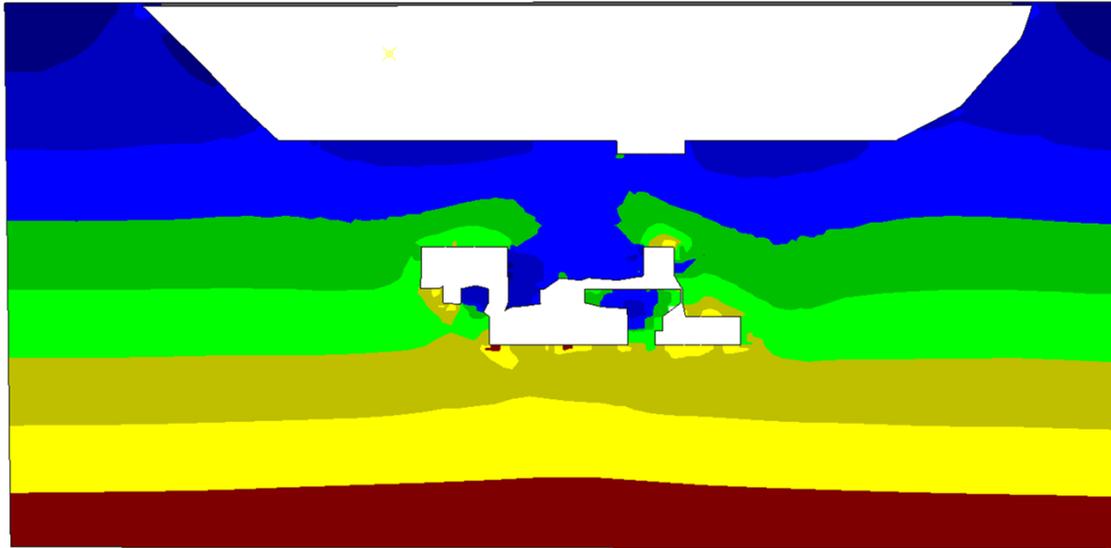
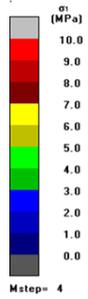
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.002][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 03 (Step 02)



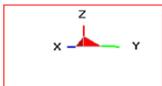
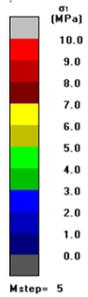
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.003][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 03 (Step 03)



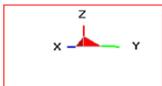
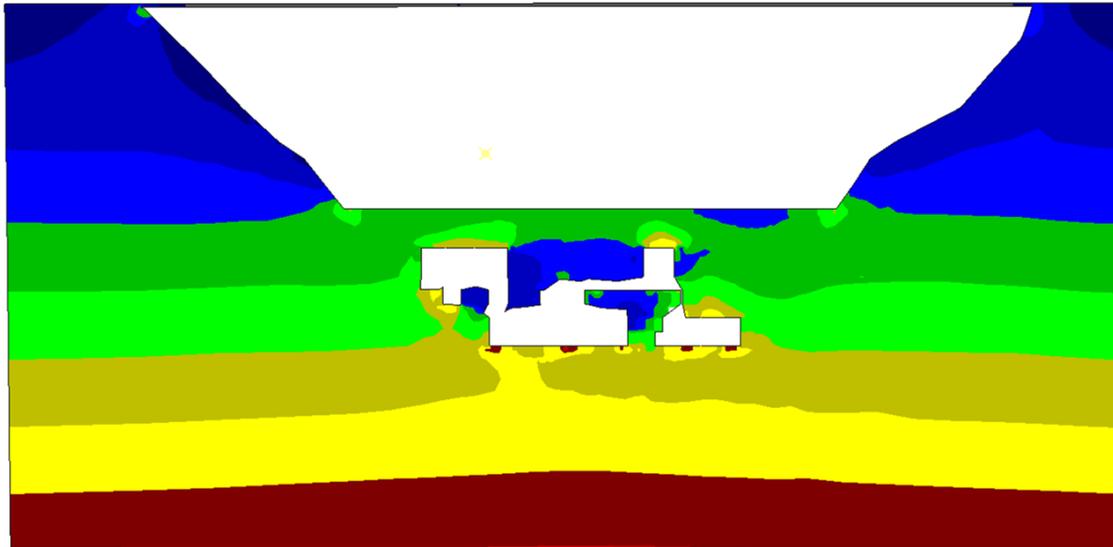
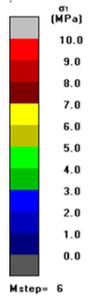
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.004][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 03 (Step 04)



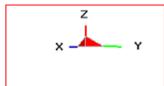
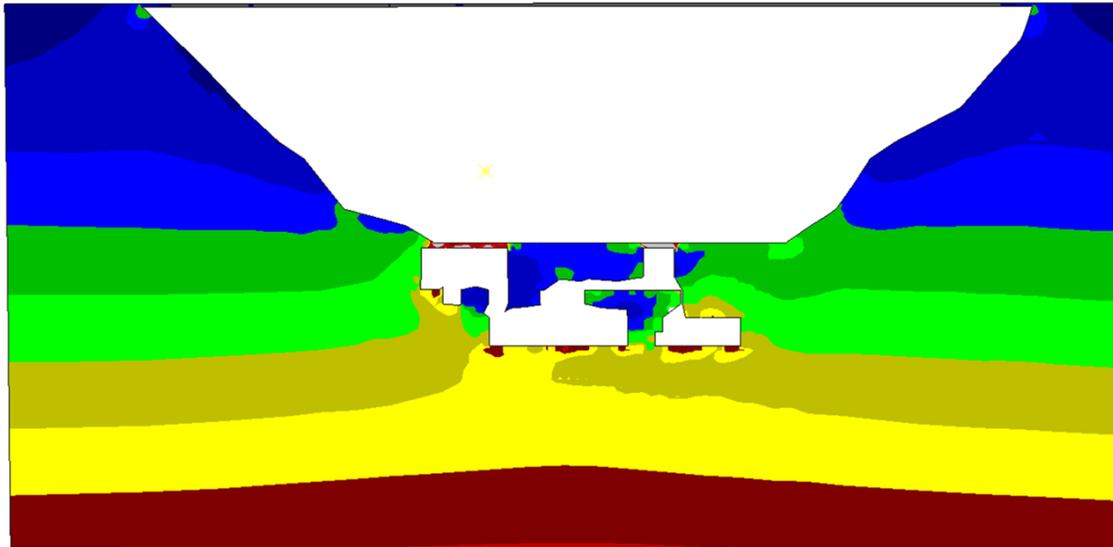
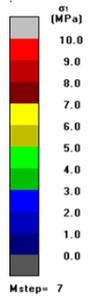
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.005][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 03 (Step 05)



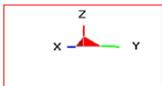
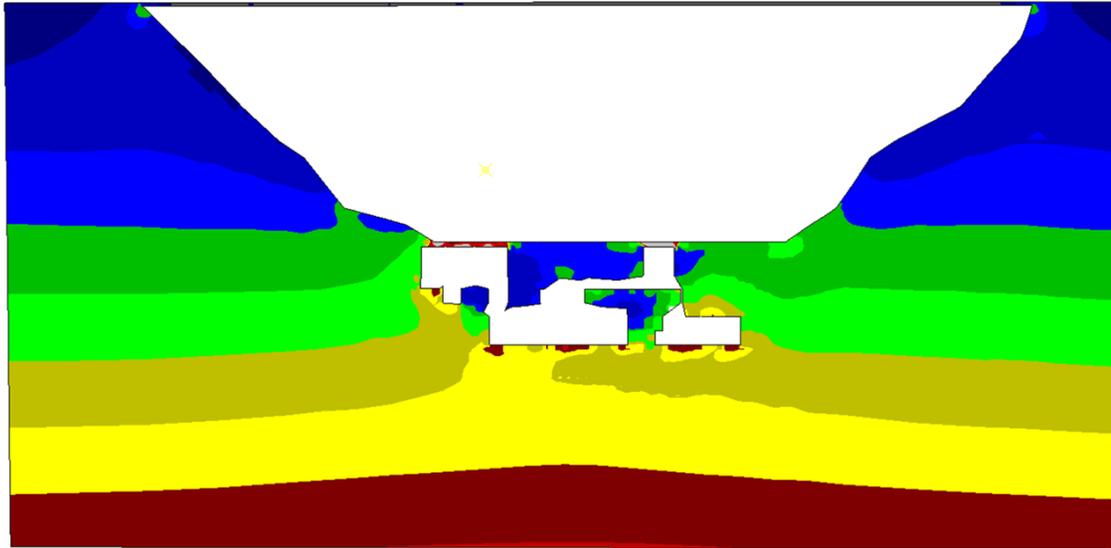
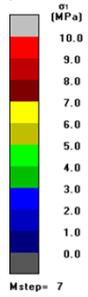
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.006][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 03 (Step 06)



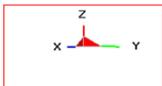
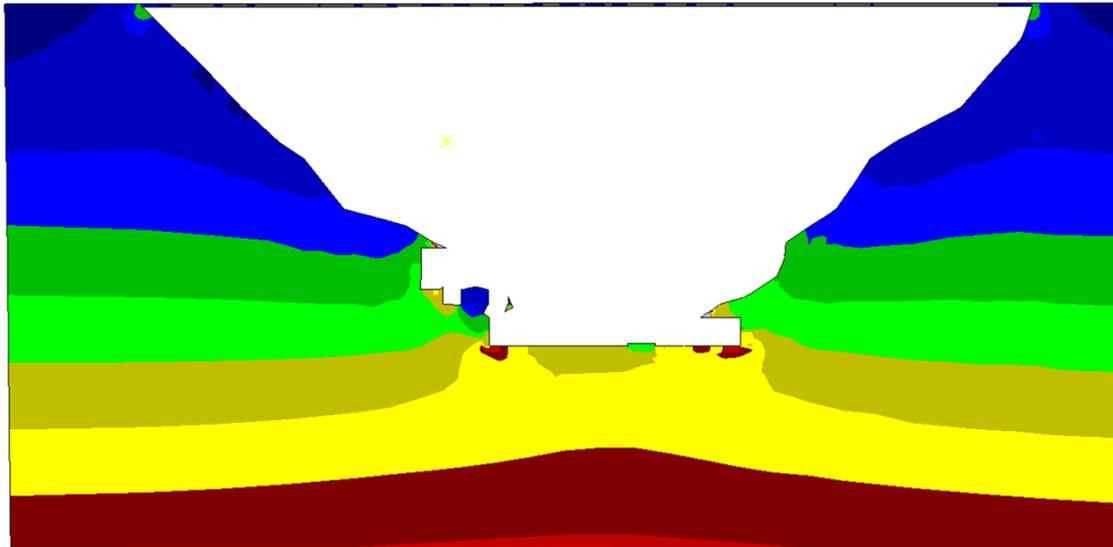
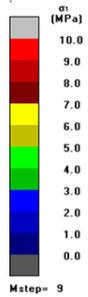
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.007][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 03 (Step 07)



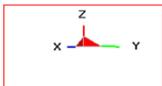
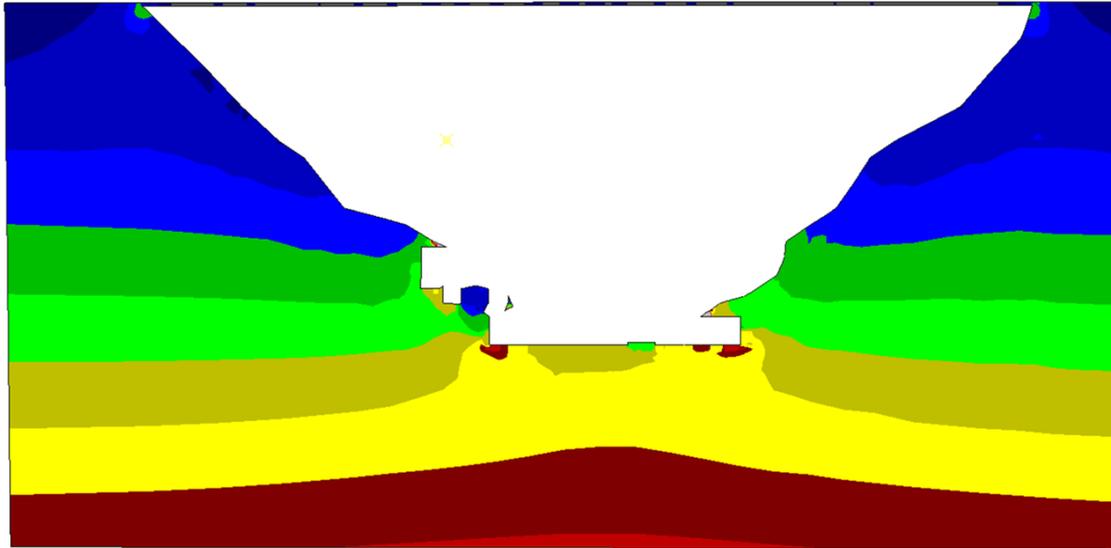
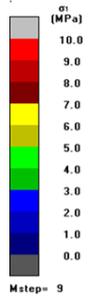
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.007][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 03 (Step 08)



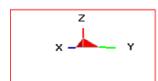
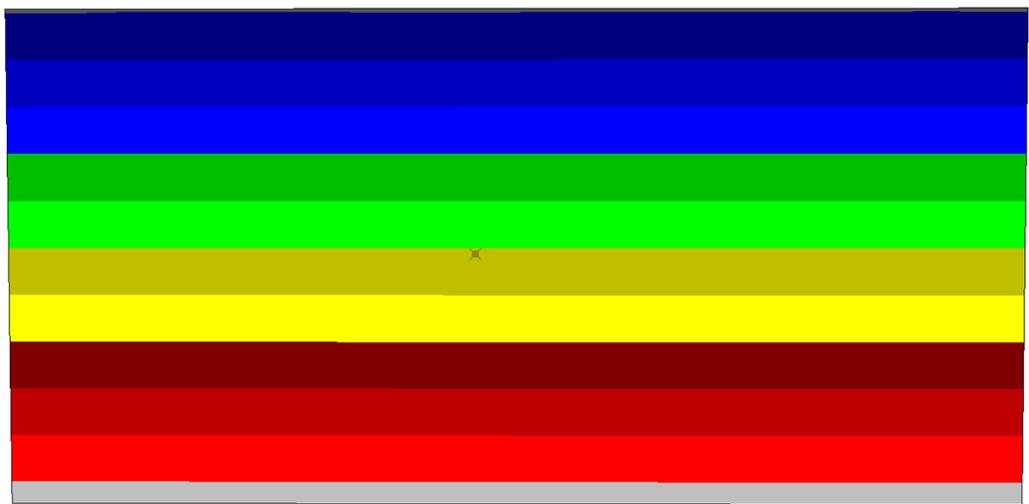
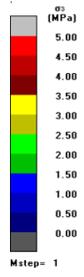
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.009][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 03 (Step 09)



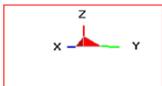
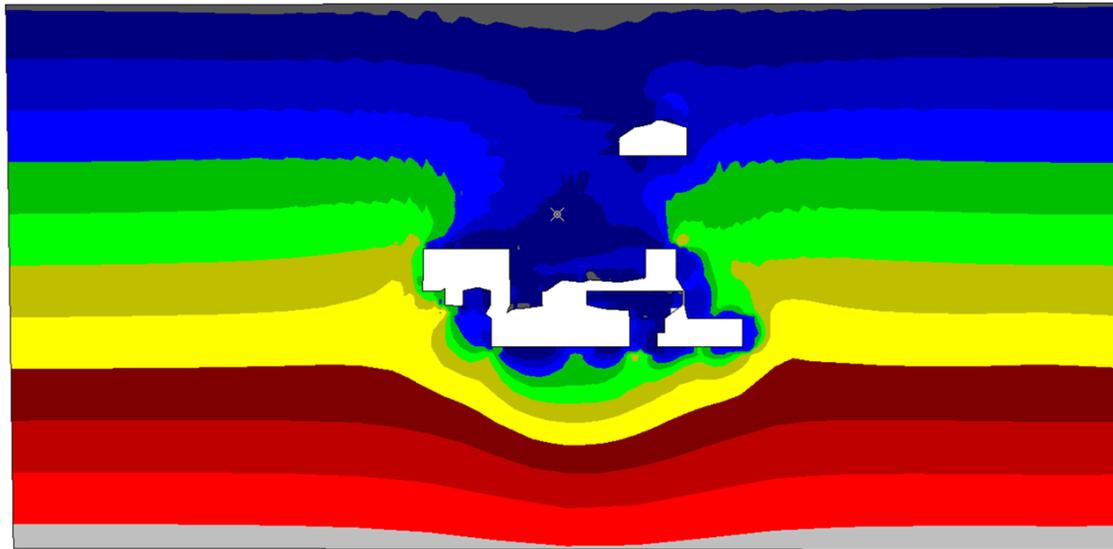
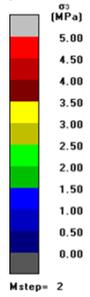
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.009][2019.06.11]

Sigma 01 – Grilla 03 (Step 10)



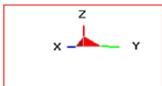
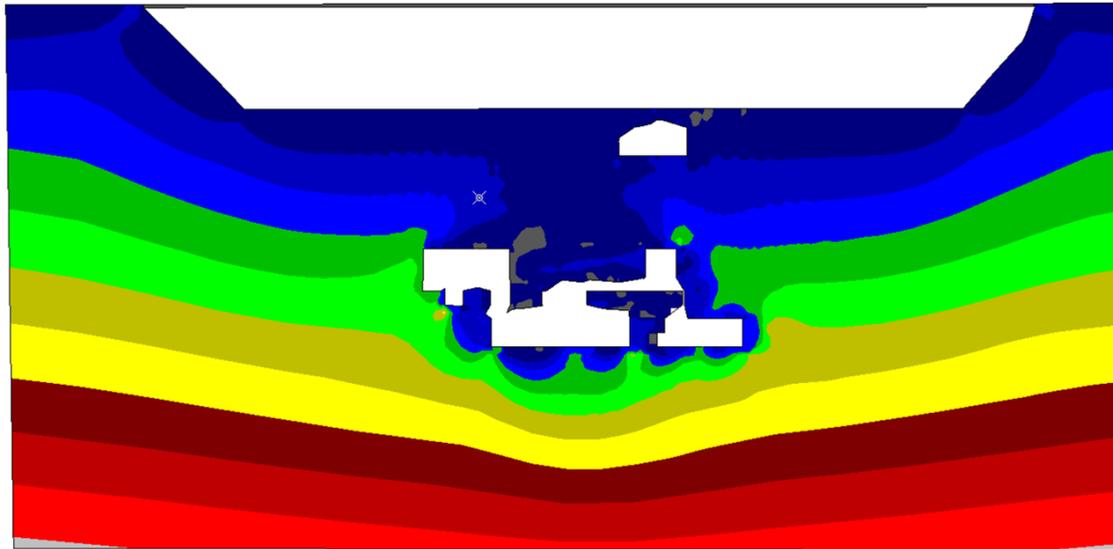
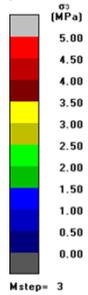
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\lyalan\Desktop\victor_13_06\TAJD_ATACCOCHA_VER00_final_11062019-bak.001][2019:06:11]

Sigma 03 – Grilla 03 (Step 01)



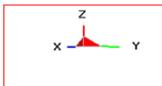
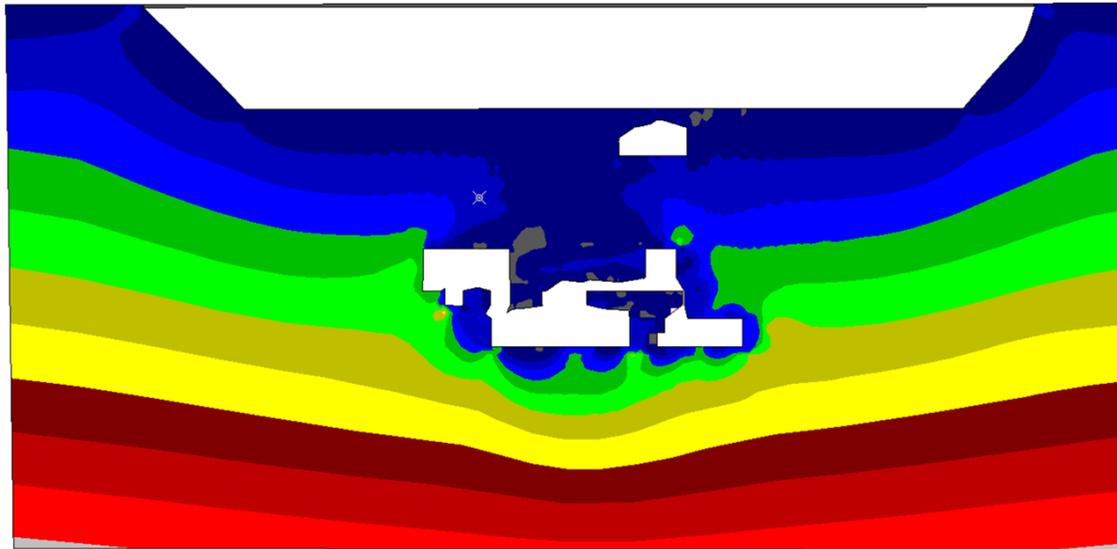
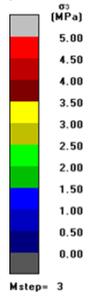
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.002][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 03 (Step 02)



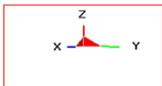
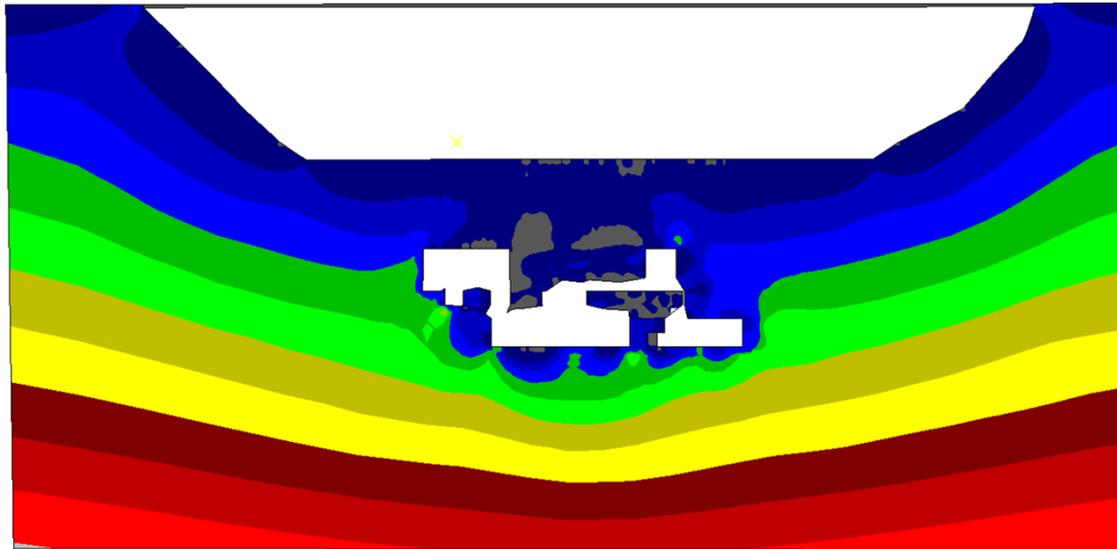
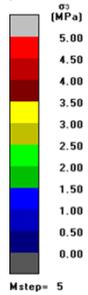
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.003][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 03 (Step 03)



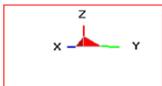
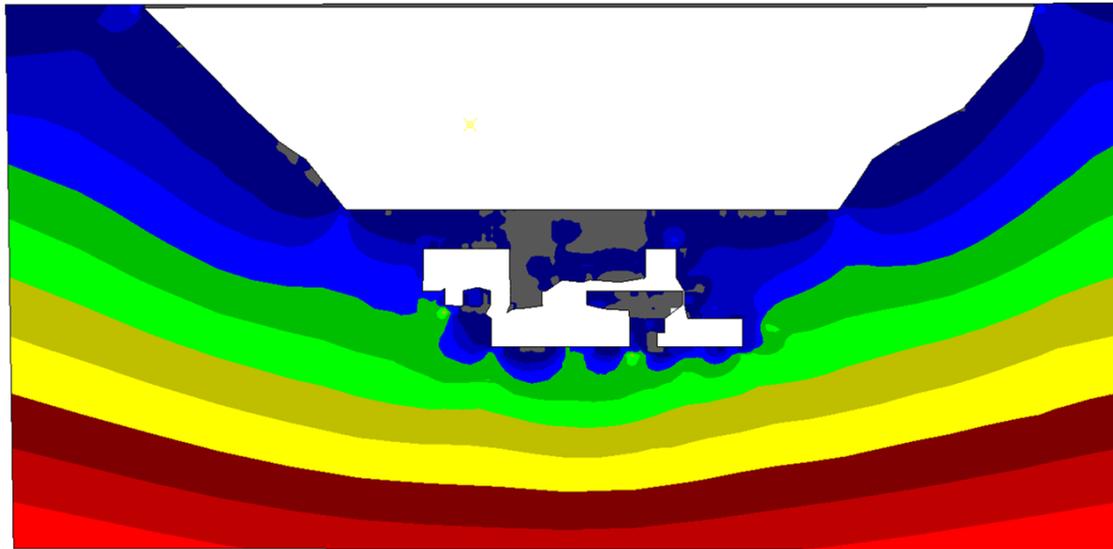
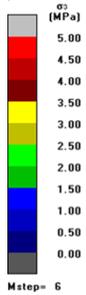
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.003][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 03 (Step 04)



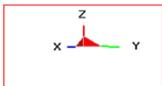
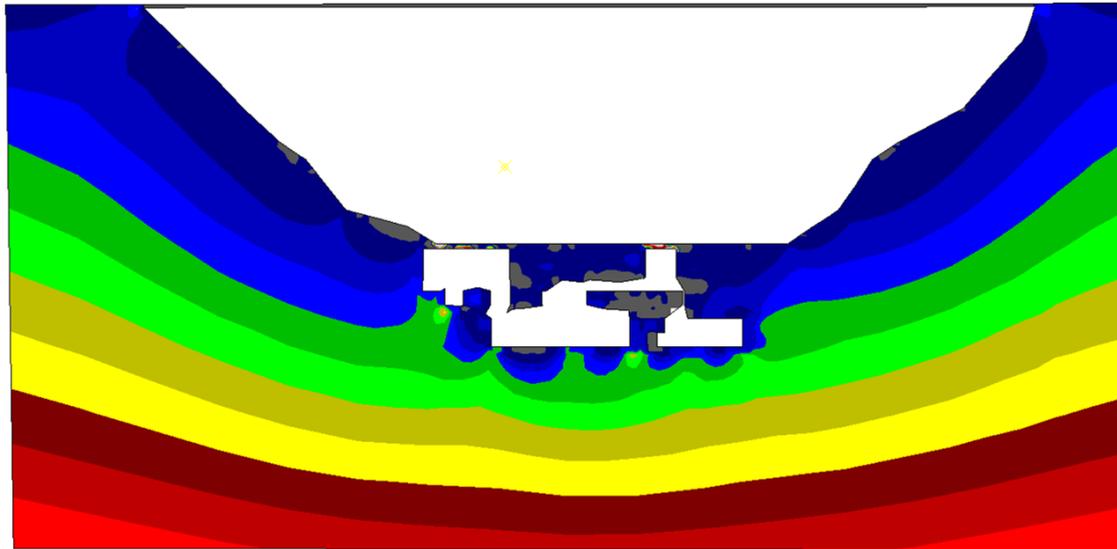
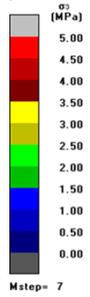
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.005][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 03 (Step 05)



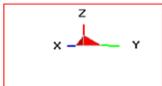
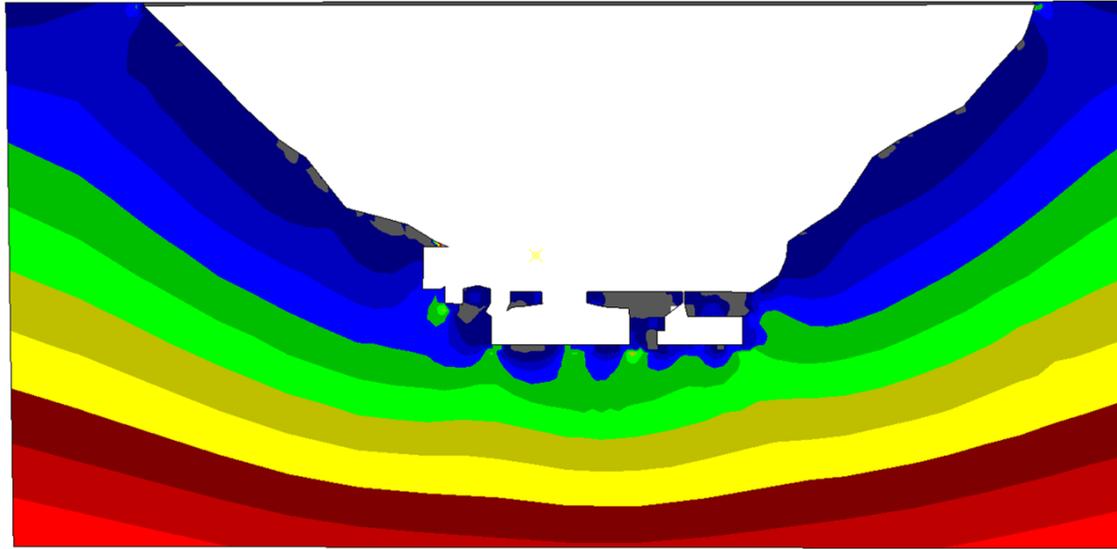
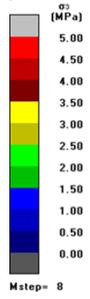
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.006][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 03 (Step 06)



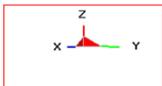
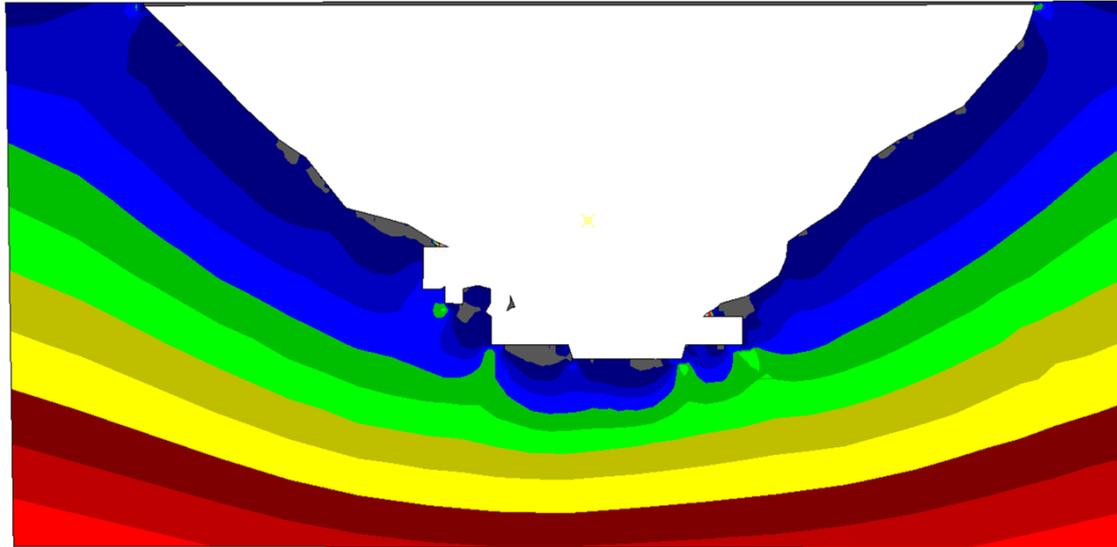
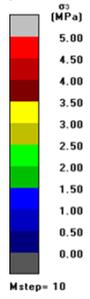
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.007][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 03 (Step 07)



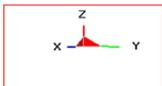
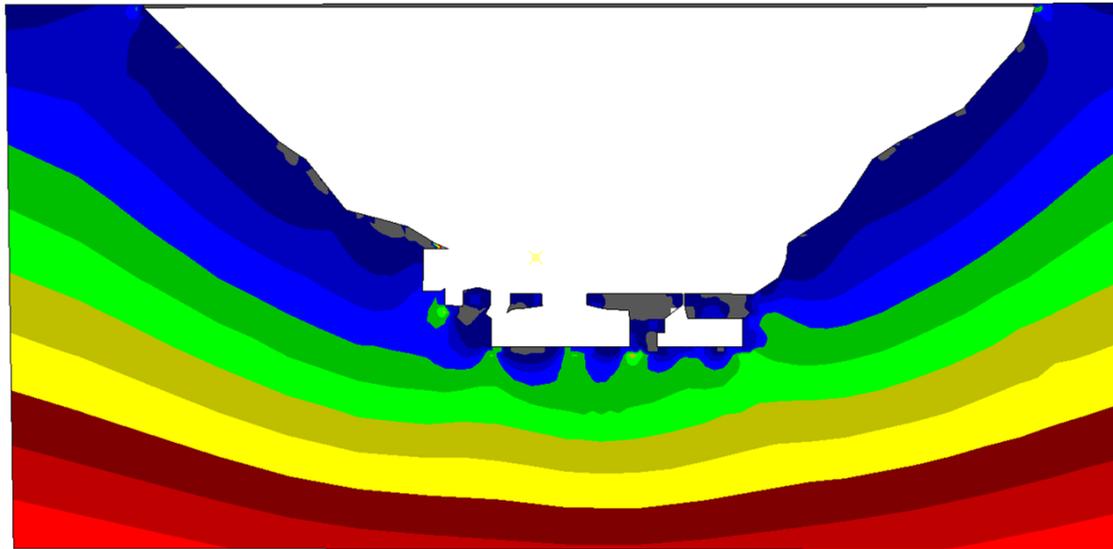
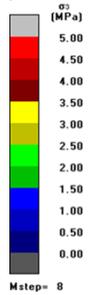
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.008][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 03 (Step 08)



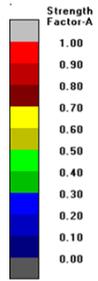
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.010][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 03 (Step 09)

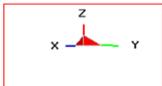
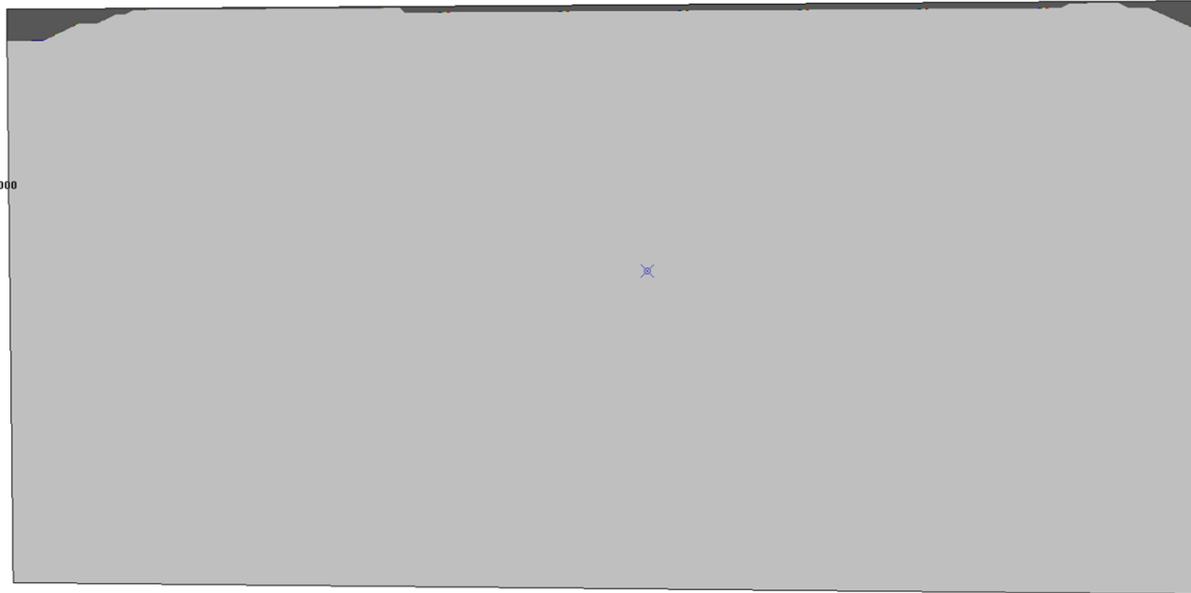


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.008][2019.06.11]

Sigma 03 – Grilla 03 (Step 10)

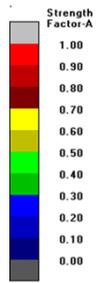


Mstep= 1
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

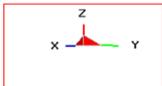
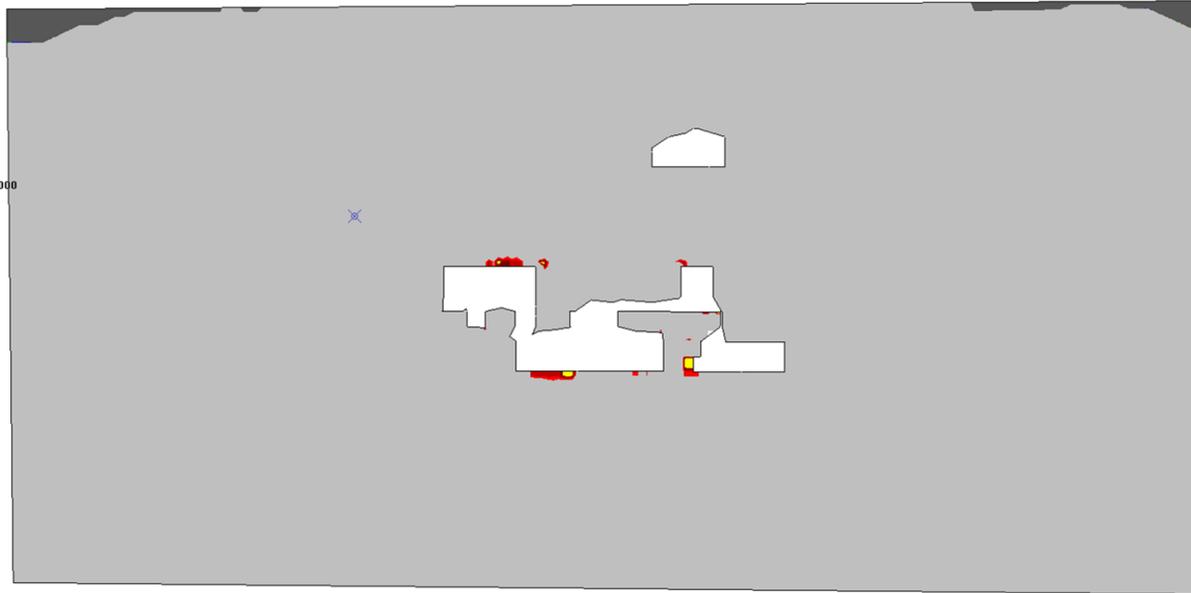


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.001][2019.06.11]

SFA – Grilla 03 (Step 01)

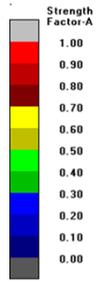


Mstep= 2
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

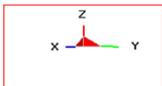
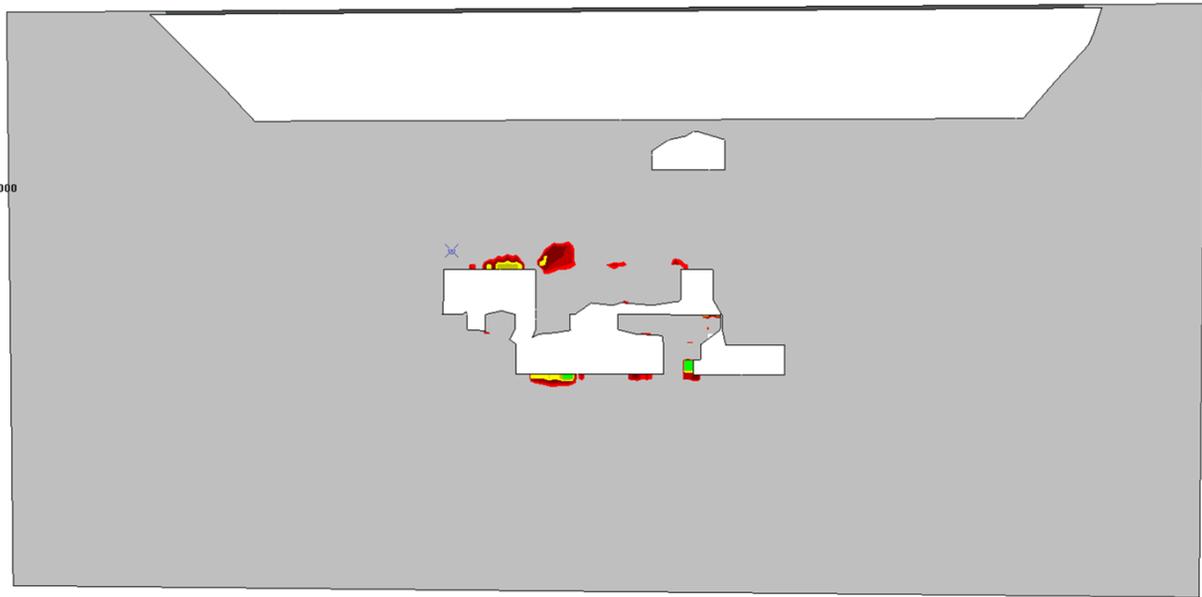


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.002][2019.06.11]

SFA – Grilla 03 (Step 02)

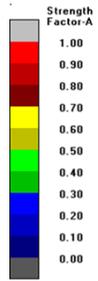


Mstep= 3
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

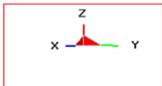
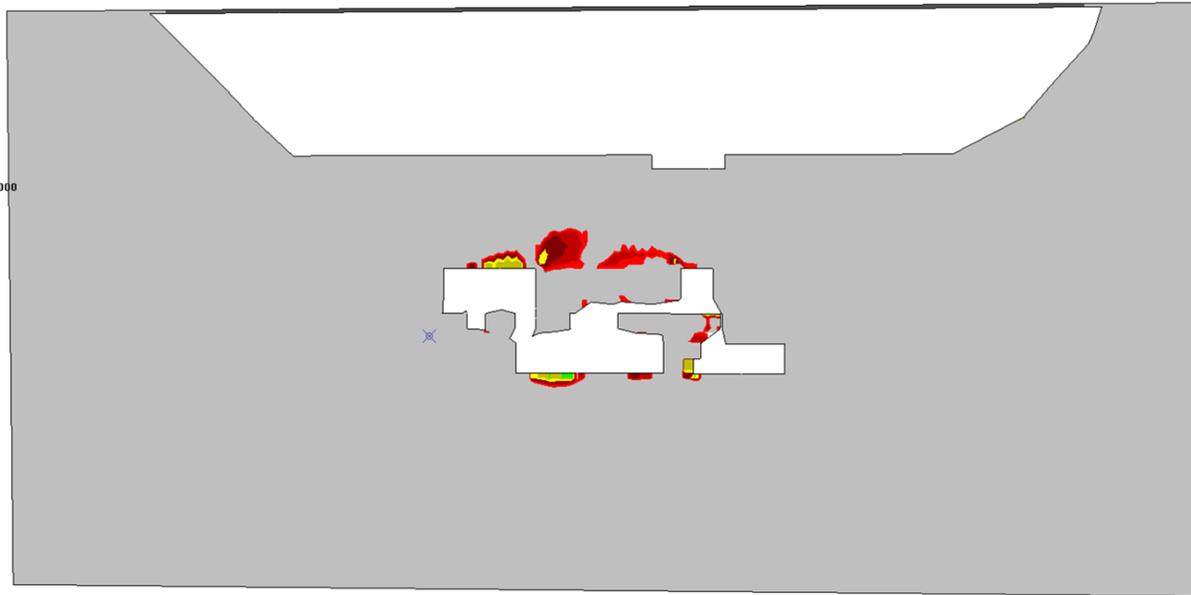


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.003][2019.06.11]

SFA – Grilla 03 (Step 03)

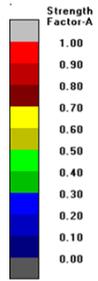


Mstep= 4
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

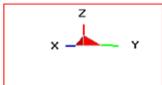
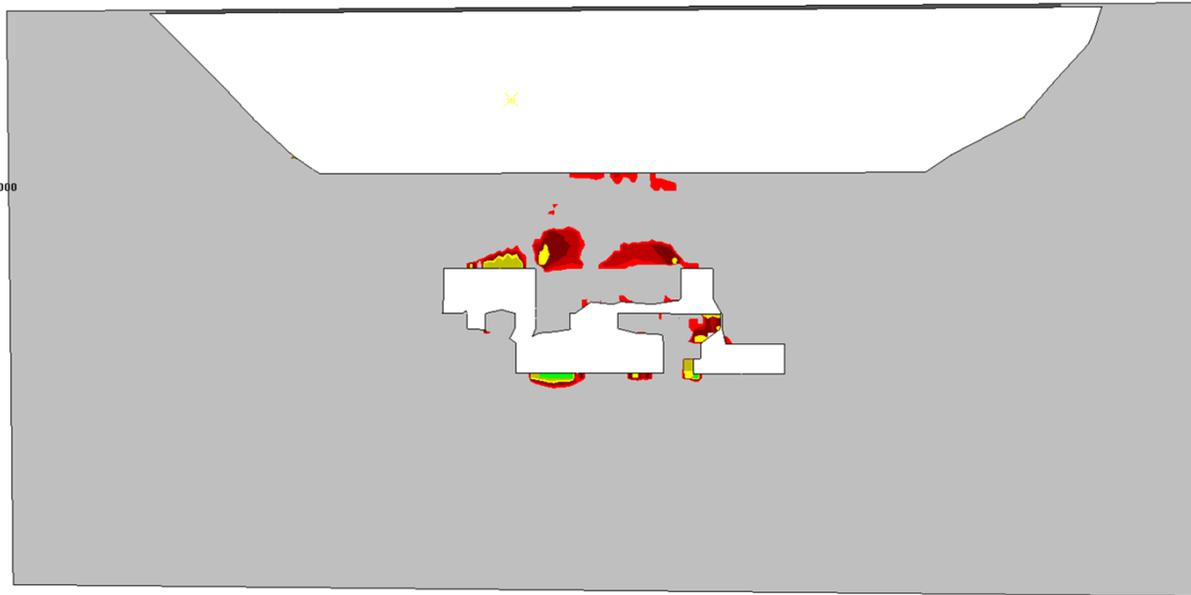


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.004][2019.06.11]

SFA – Grilla 03 (Step 04)

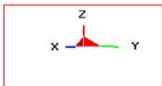
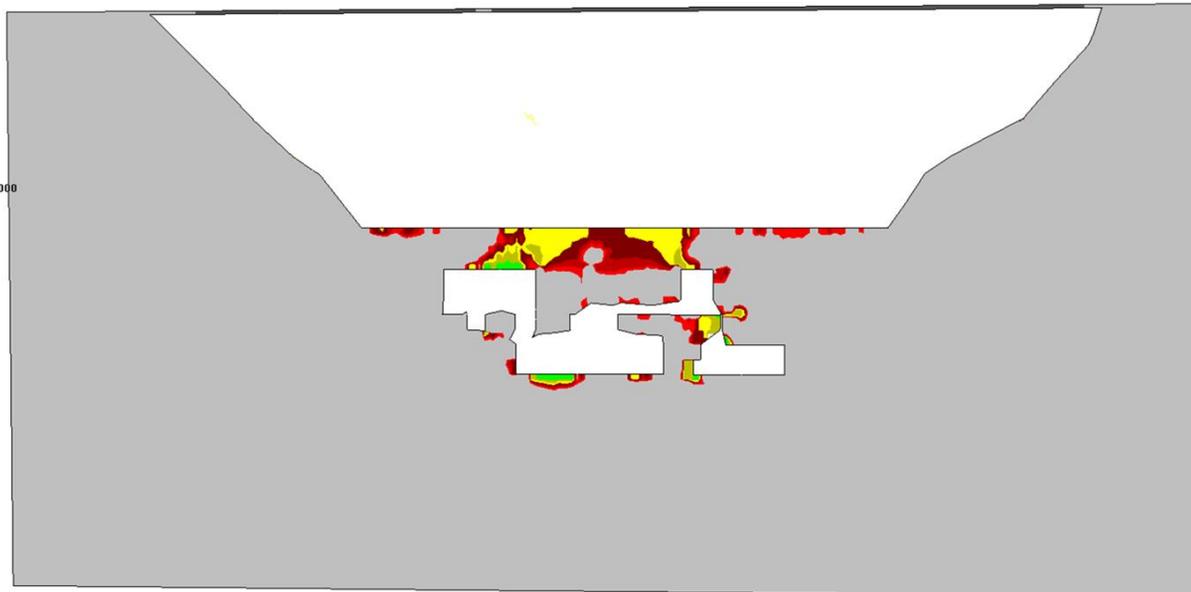
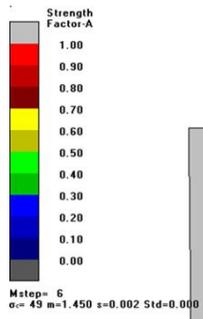


Mstep= 5
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$



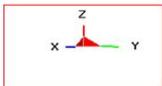
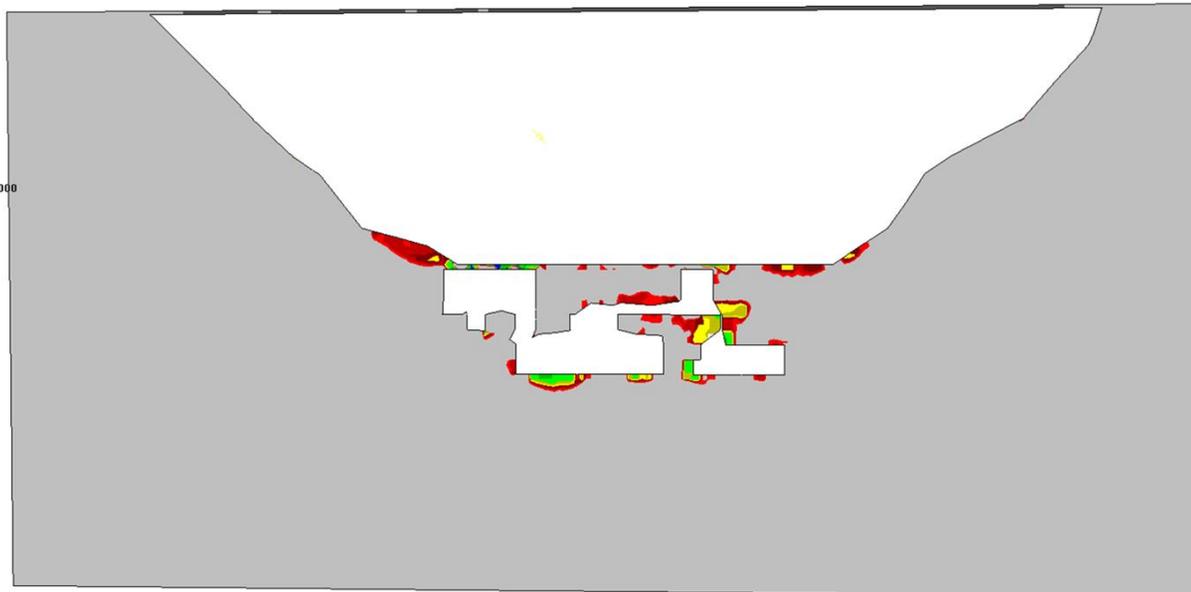
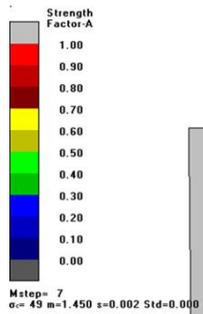
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.005][2019.06.11]

SFA – Grilla 03 (Step 05)



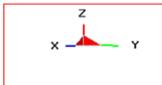
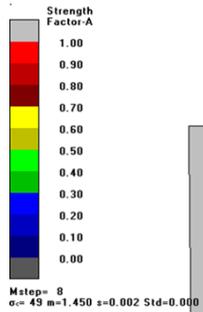
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.006][2019.06.11]

SFA – Grilla 03 (Step 06)



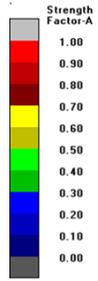
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.007][2019.06.11]

SFA – Grilla 03 (Step 07)

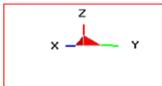
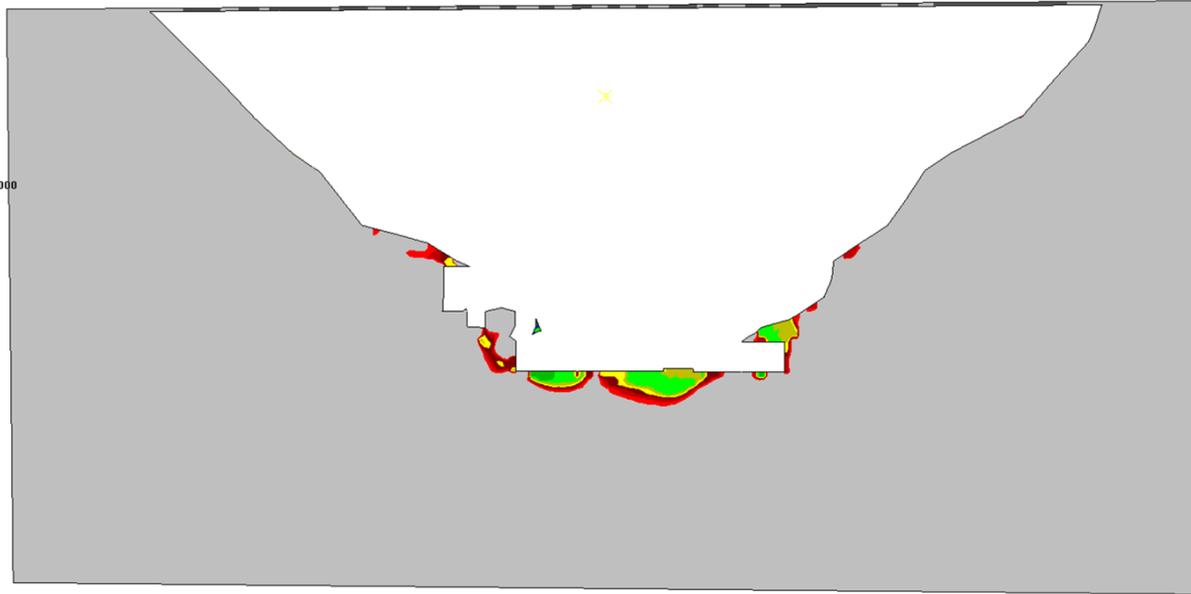


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.008][2019.06.11]

SFA – Grilla 03 (Step 08)

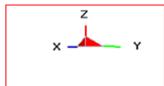
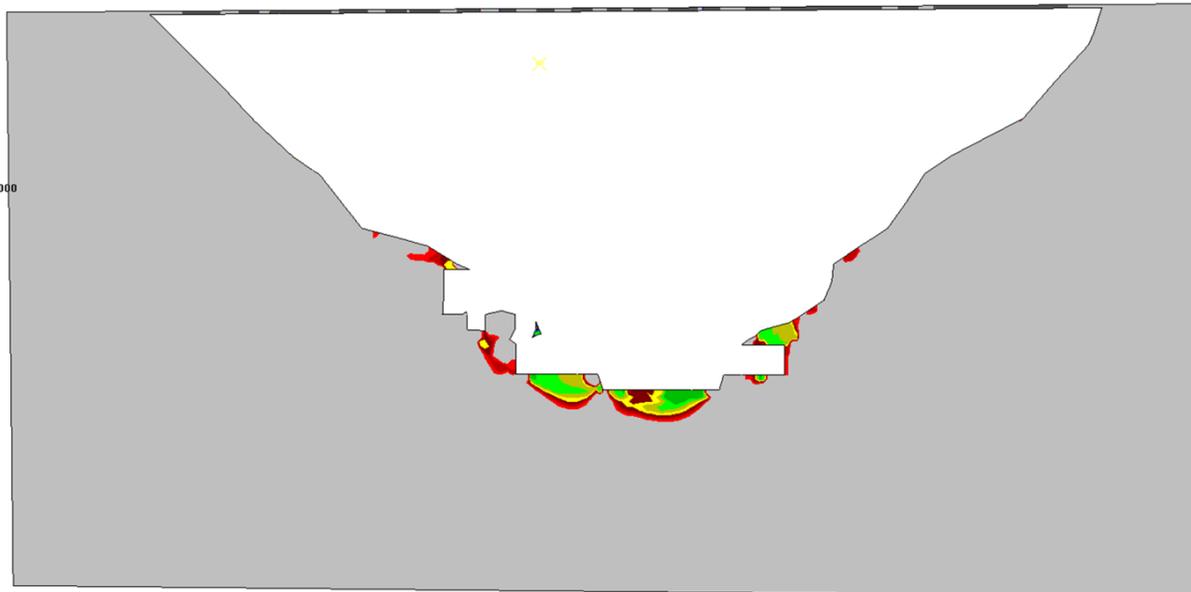
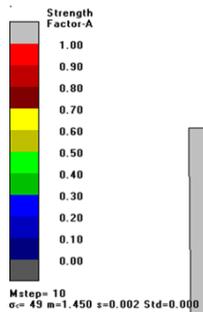


Mstep= 9
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$



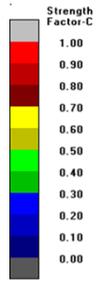
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.009][2019.06.11]

SFA – Grilla 03 (Step 09)

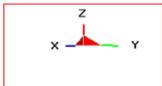
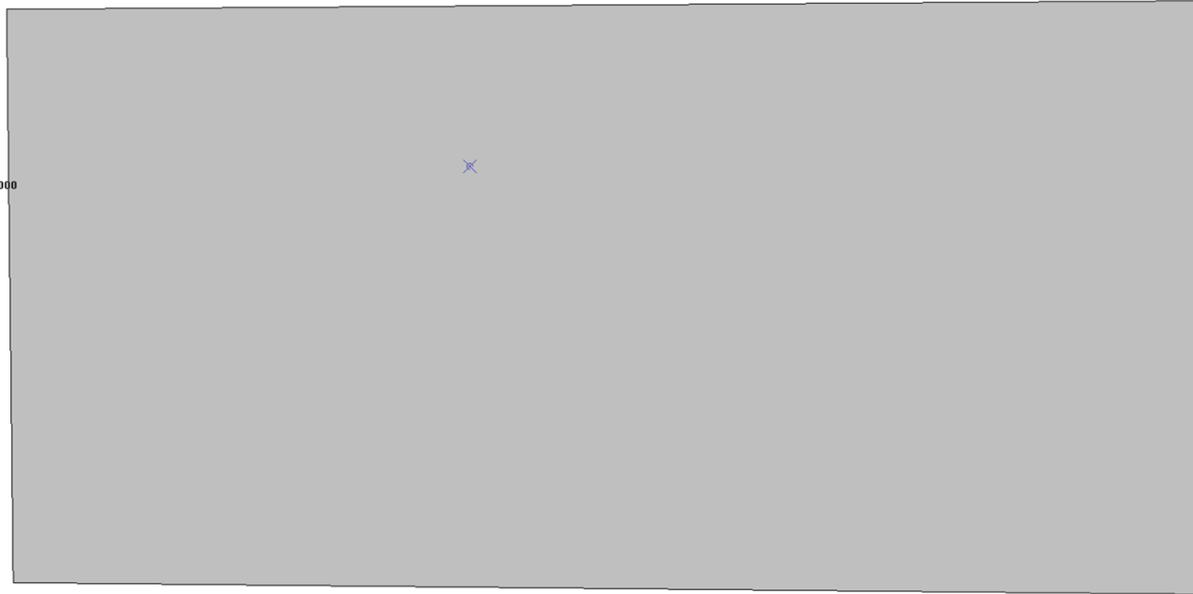


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.010][2019.06.11]

SFA – Grilla 03 (Step 10)

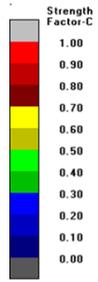


Mstep= 1
 $\sigma = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

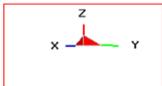
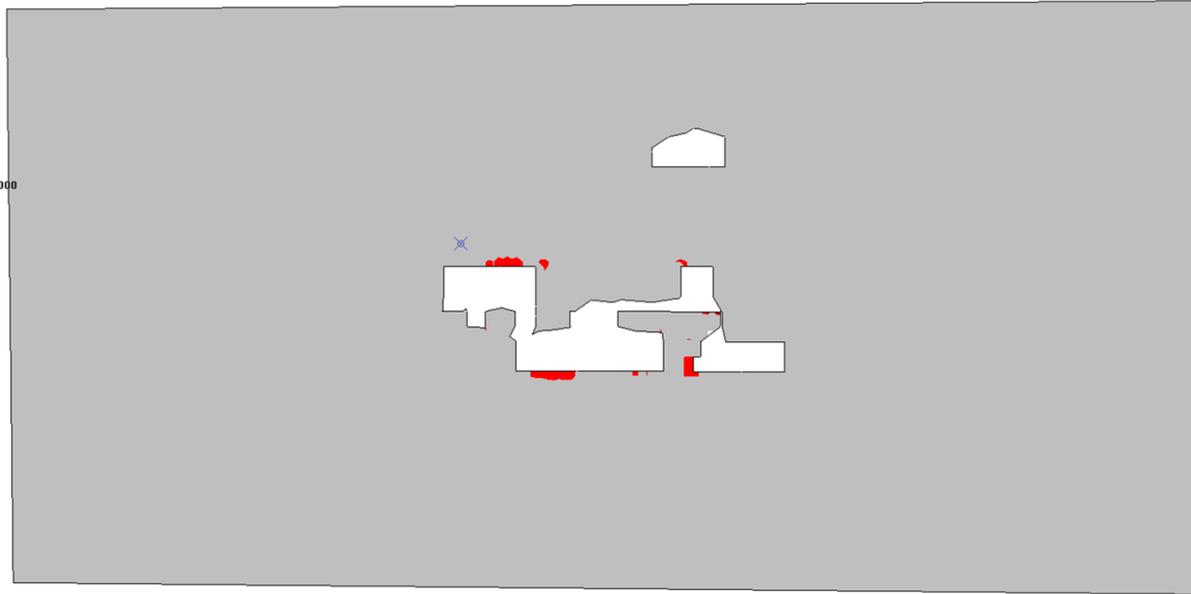


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.001][2019.06.11]

SFC – Grilla 03 (Step 01)

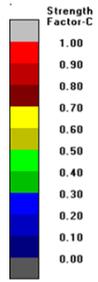


Mstep= 2
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

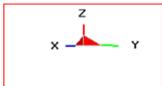
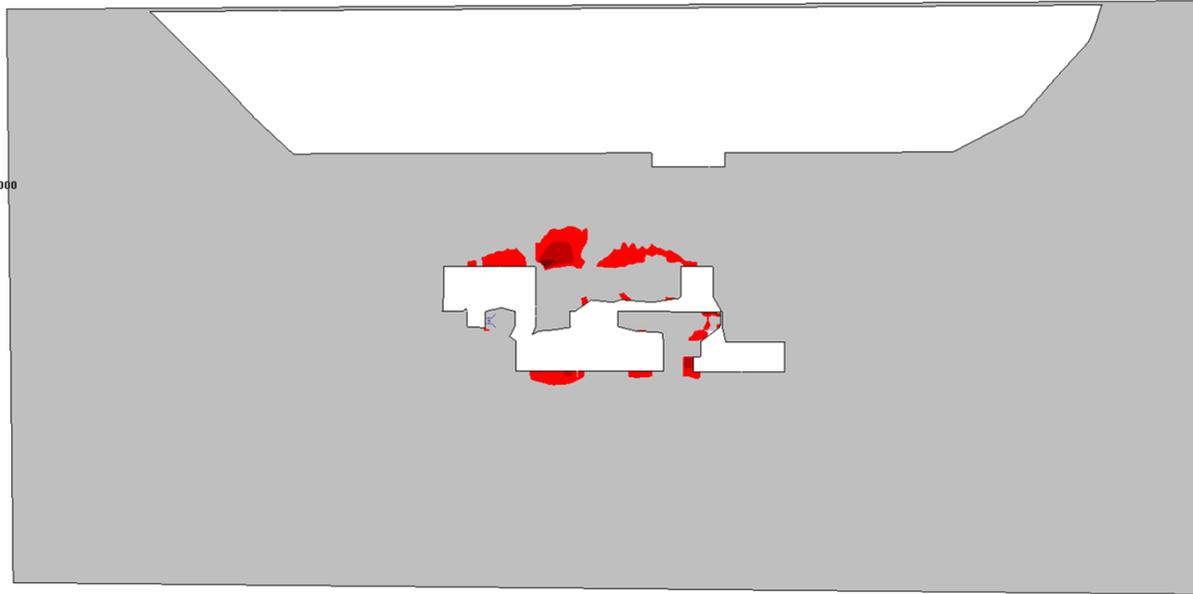


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.002][2019.06.11]

SFC – Grilla 03 (Step 02)

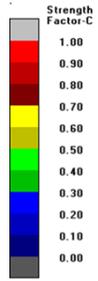


Mstep= 4
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

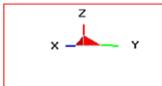
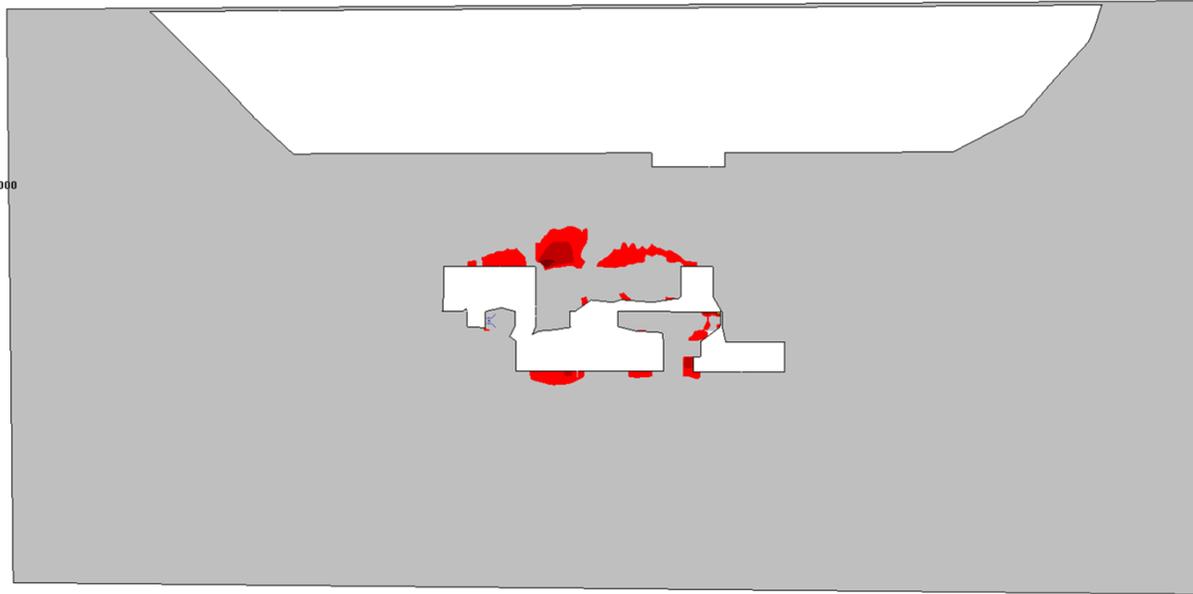


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.004][2019.06.11]

SFC – Grilla 03 (Step 03)

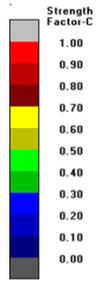


Mstep= 4
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

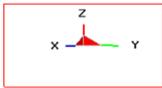
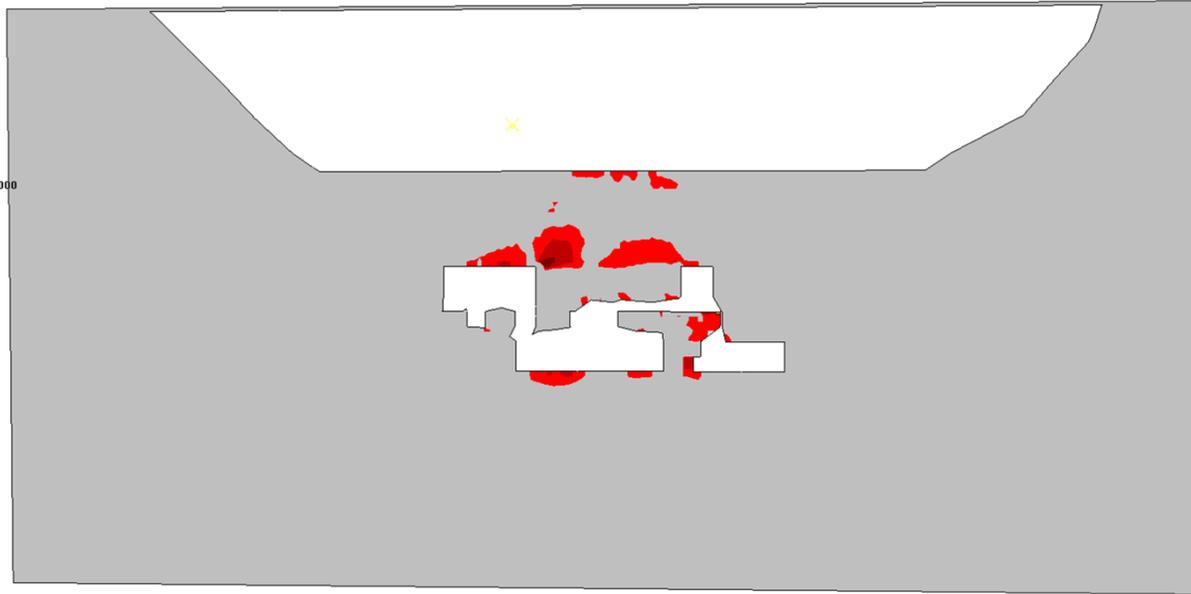


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.004][2019.06.11]

SFC – Grilla 03 (Step 04)

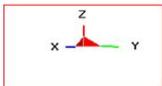
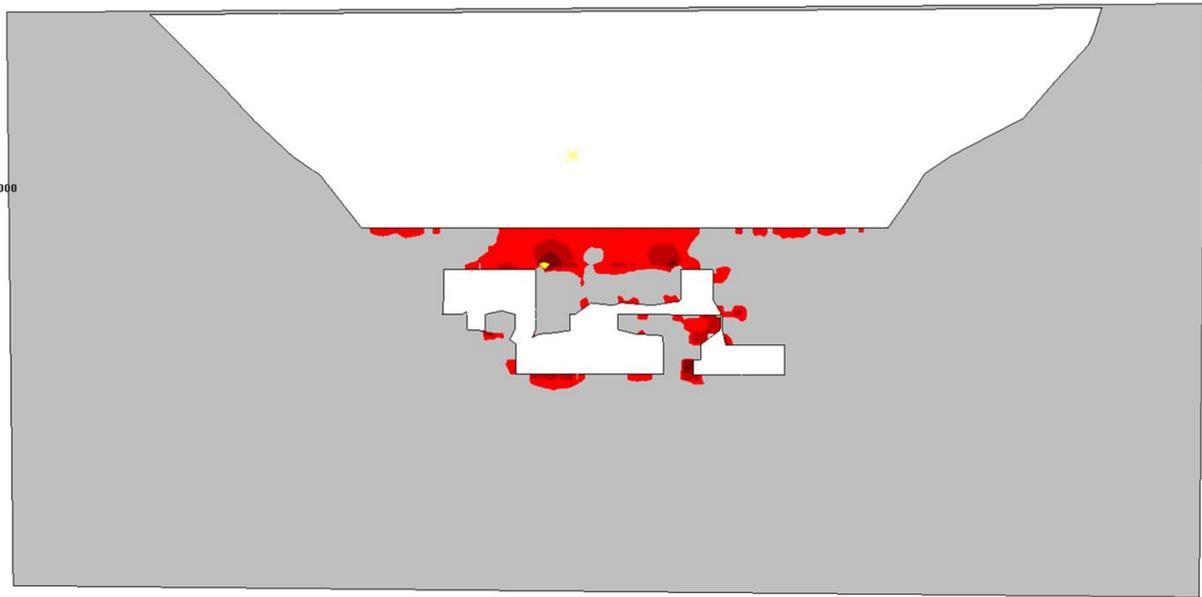
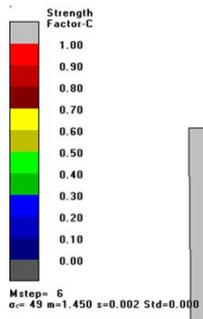


Mstep= 5
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$



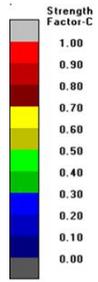
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.005][2019.06.11]

SFC – Grilla 03 (Step 05)

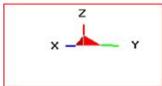
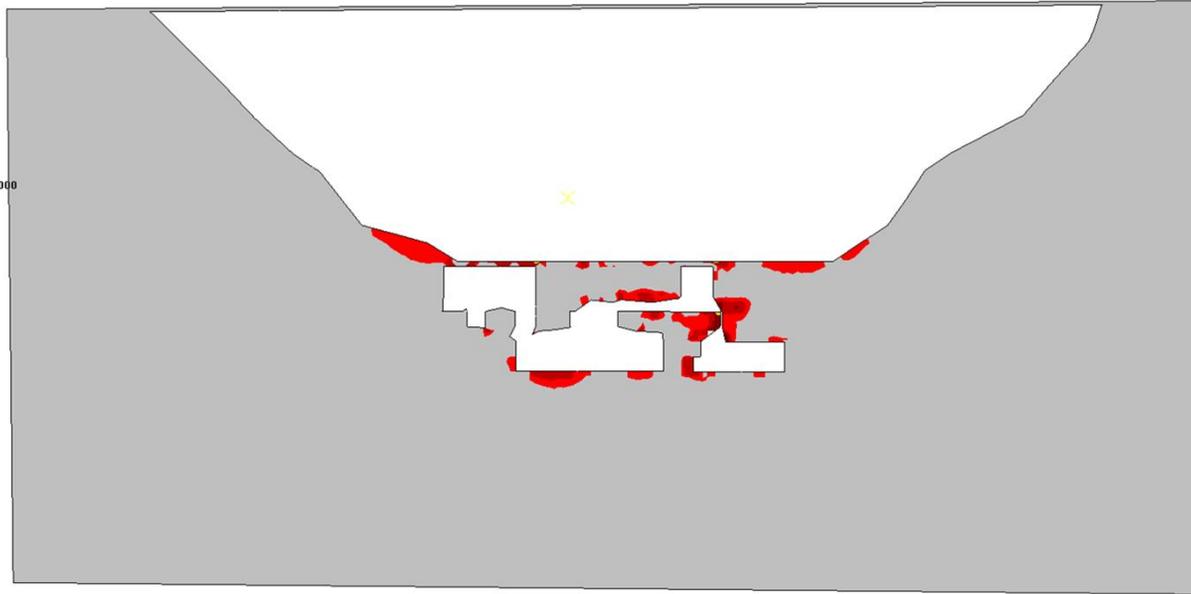


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.006][2019.06.11]

SFC – Grilla 03 (Step 06)

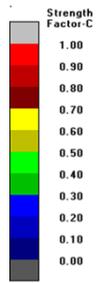


Mstep= 7
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

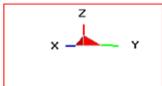
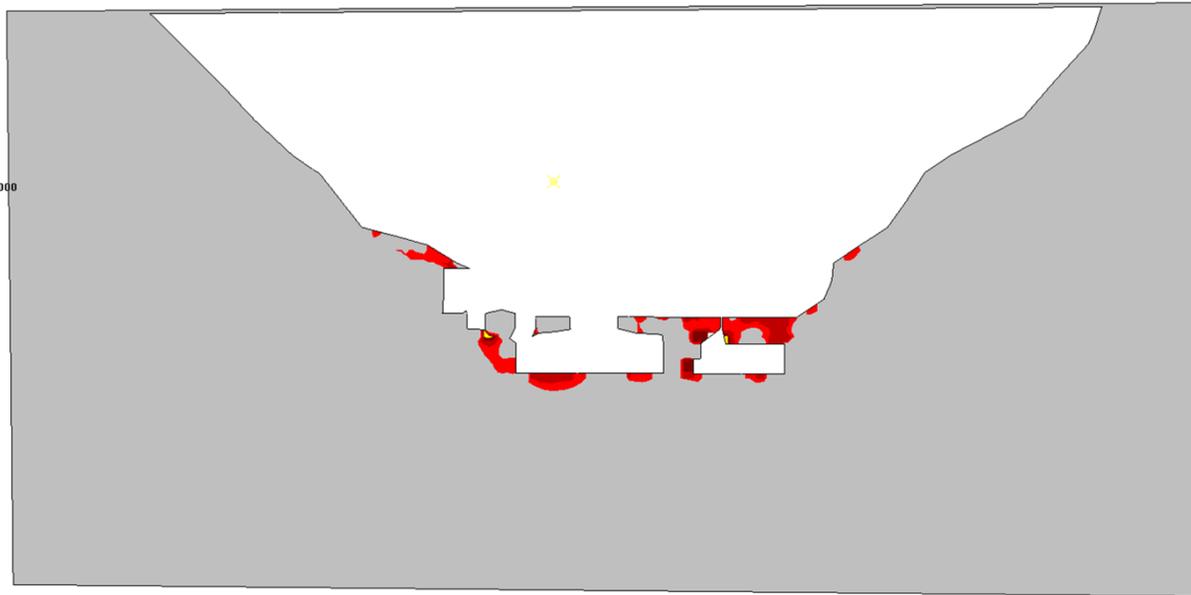


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.007][2019.06.11]

SFC – Grilla 03 (Step 07)

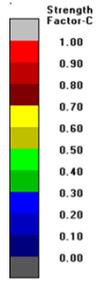


Mstep= 8
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

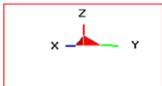
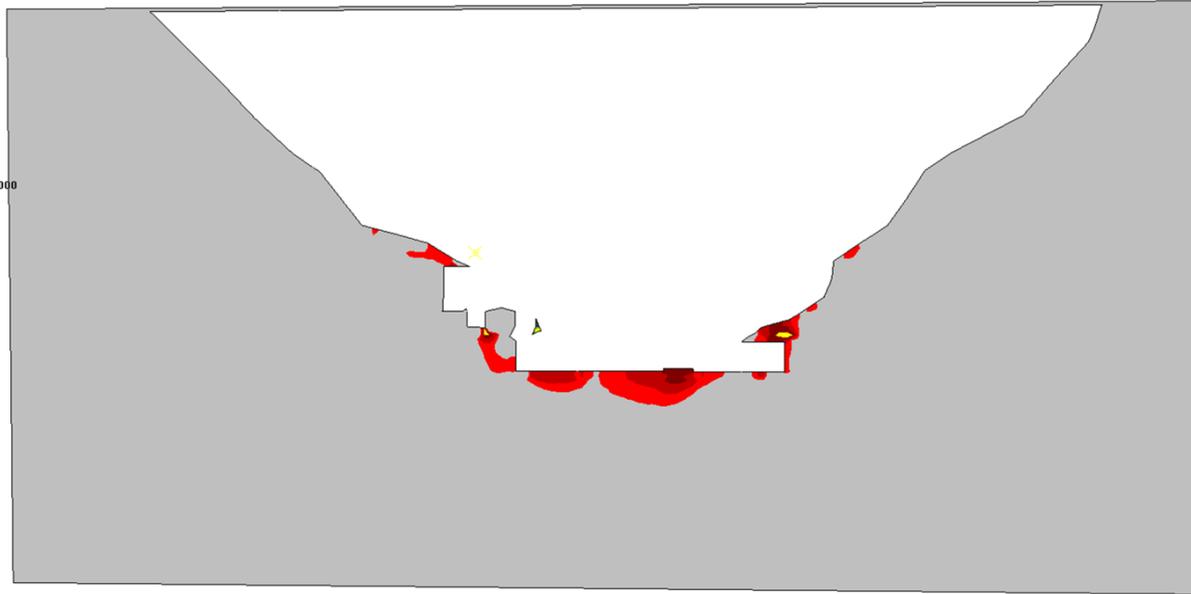


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.008][2019.06.11]

SFC – Grilla 03 (Step 08)

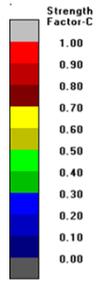


Mstep= 9
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

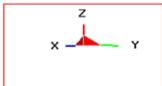
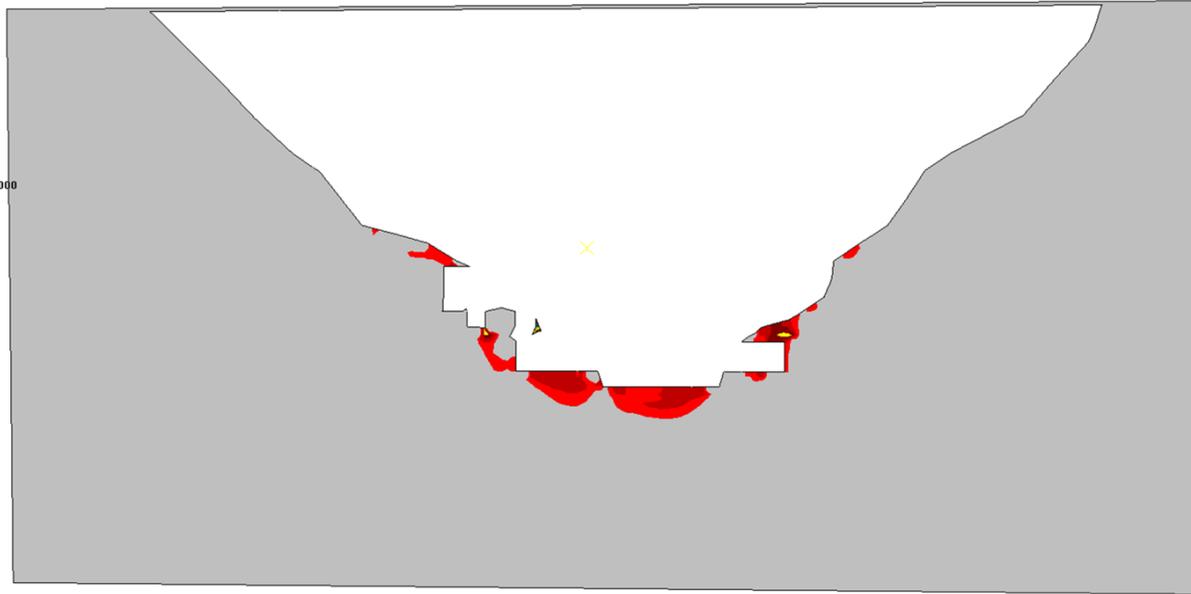


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.009][2019.06.11]

SFC – Grilla 03 (Step 09)

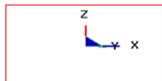
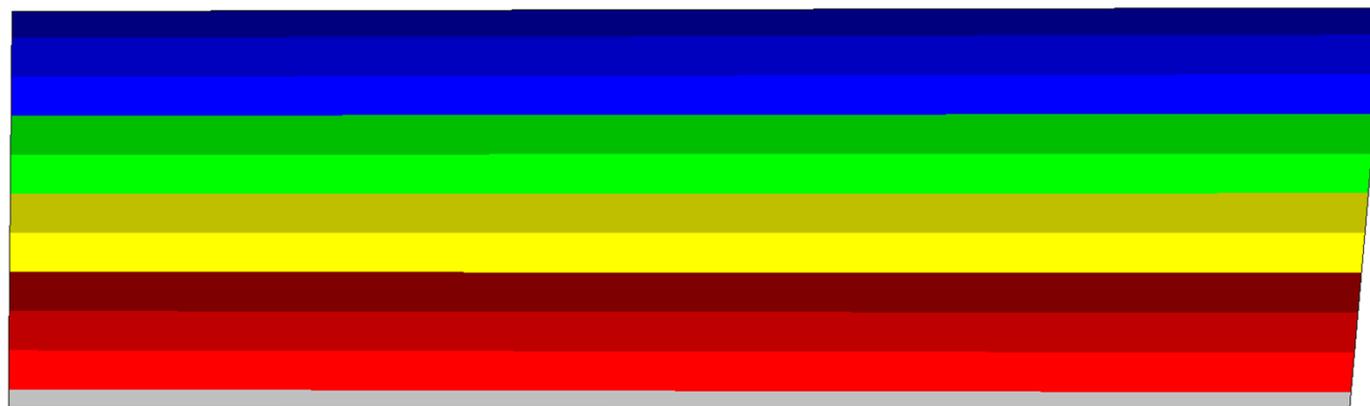
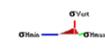
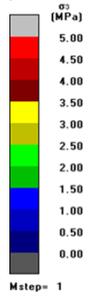


Mstep= 10
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$



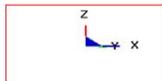
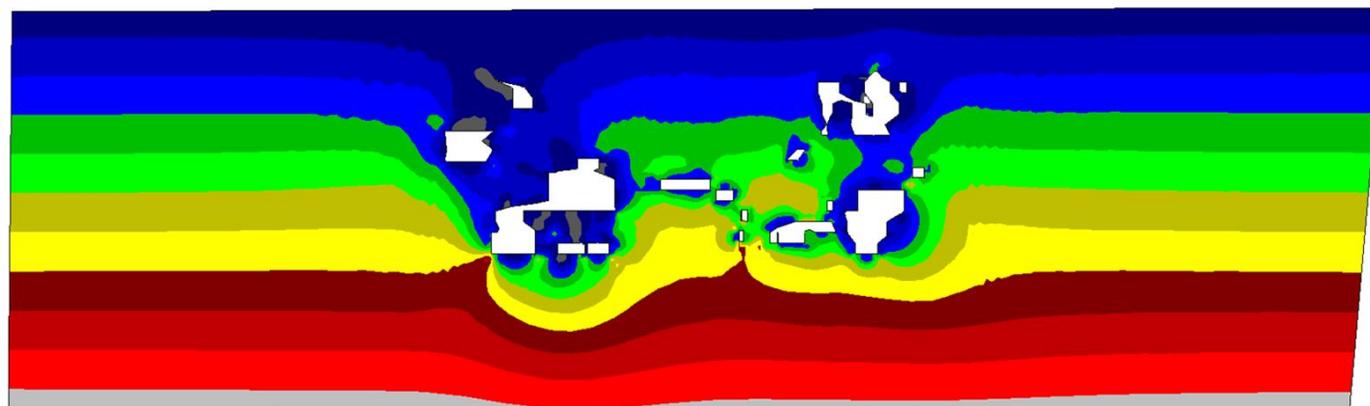
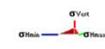
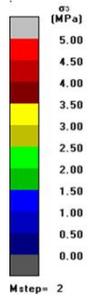
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.010][2019.06.11]

SFC – Grilla 03 (Step 10)



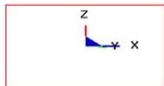
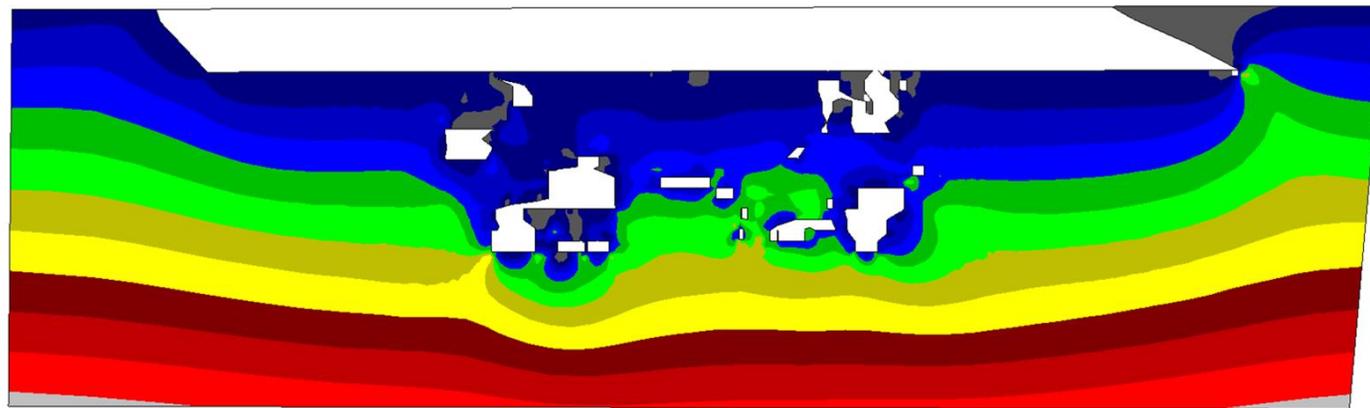
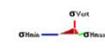
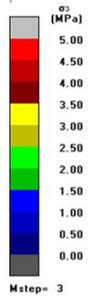
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.001][2019.06.11]

Sigma 03– Grilla 04 (Step 01)



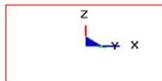
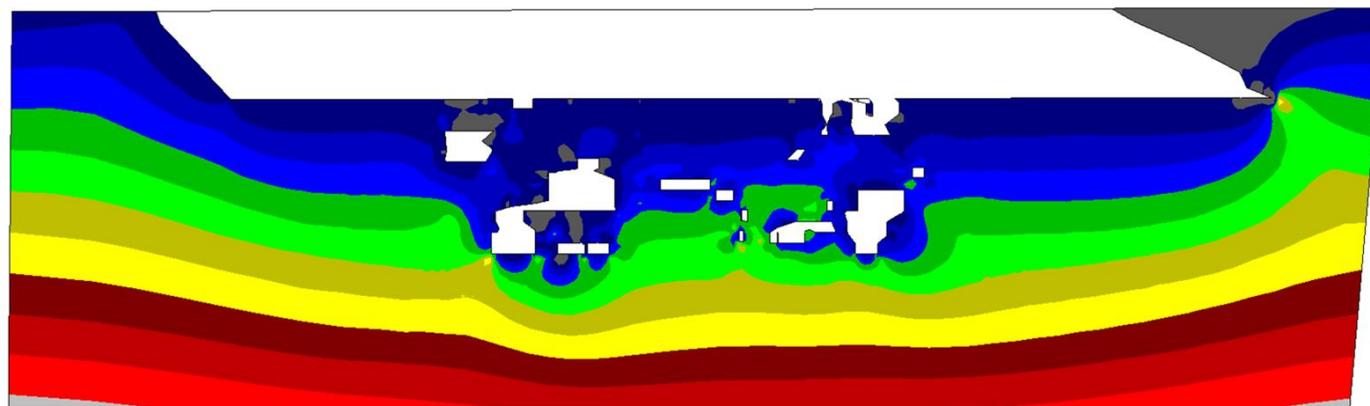
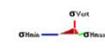
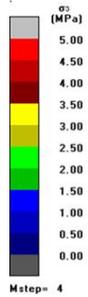
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.002][2019.06.11]

Sigma 03– Grilla 04 (Step 02)



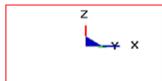
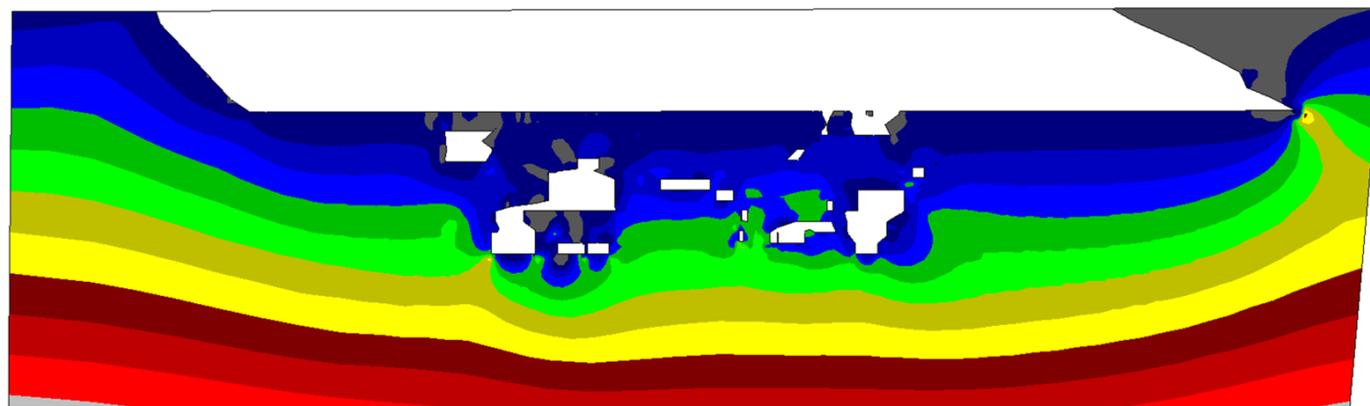
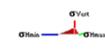
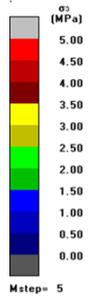
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.003][2019.06.11]

Sigma 03– Grilla 04 (Step 03)



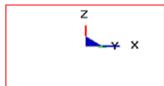
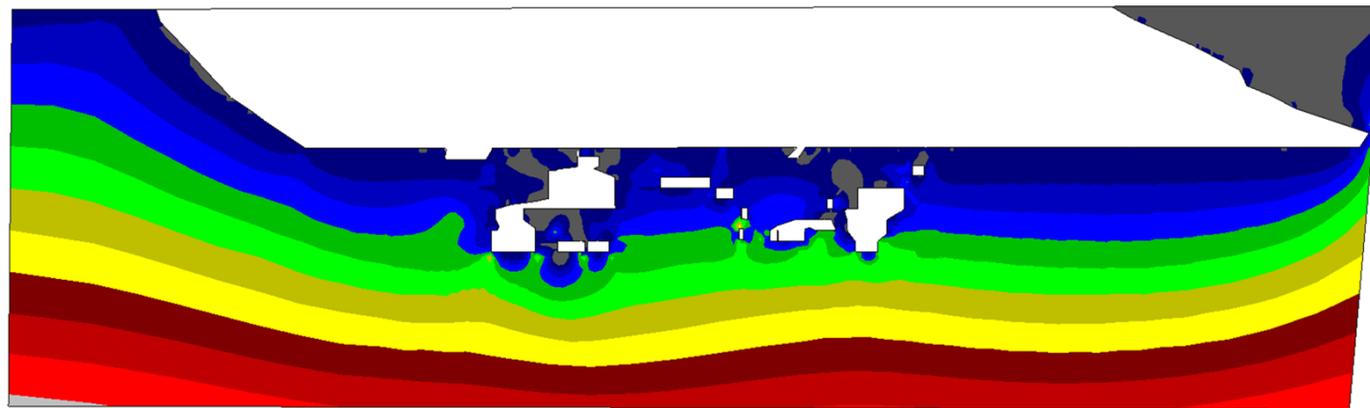
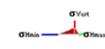
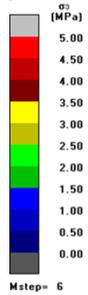
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.004][2019.06.11]

Sigma 03– Grilla 04 (Step 04)



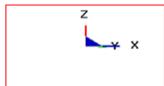
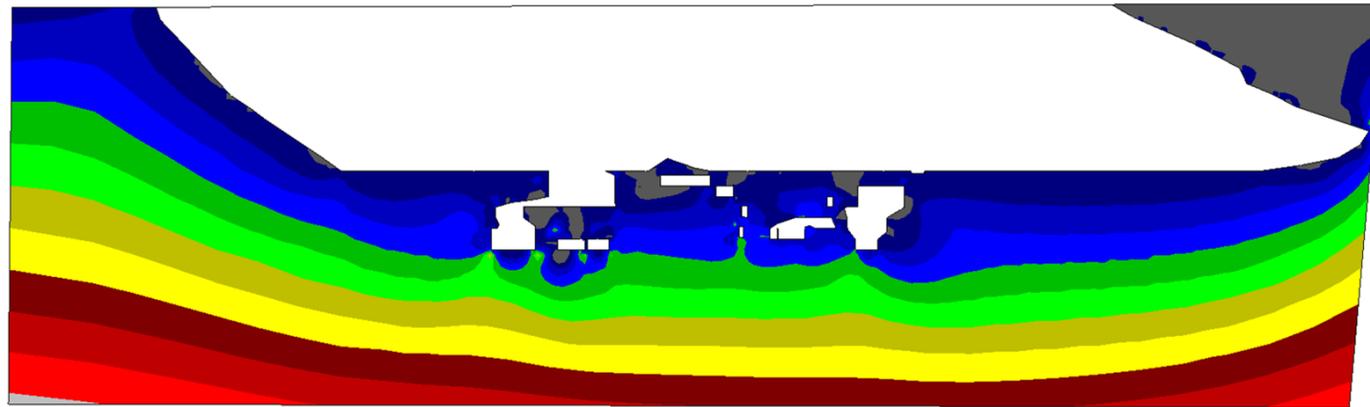
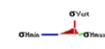
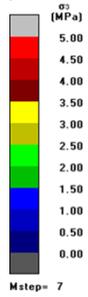
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.005][2019.06.11]

Sigma 03– Grilla 04 (Step 05)



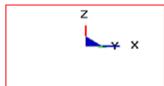
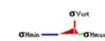
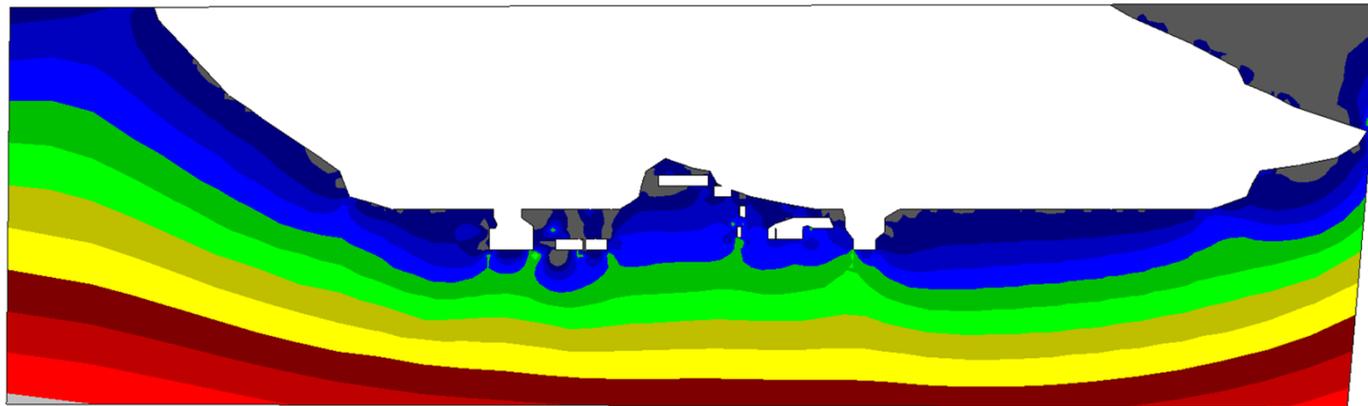
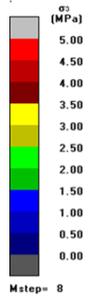
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.006][2019.06.11]

Sigma 03– Grilla 04 (Step 06)



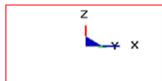
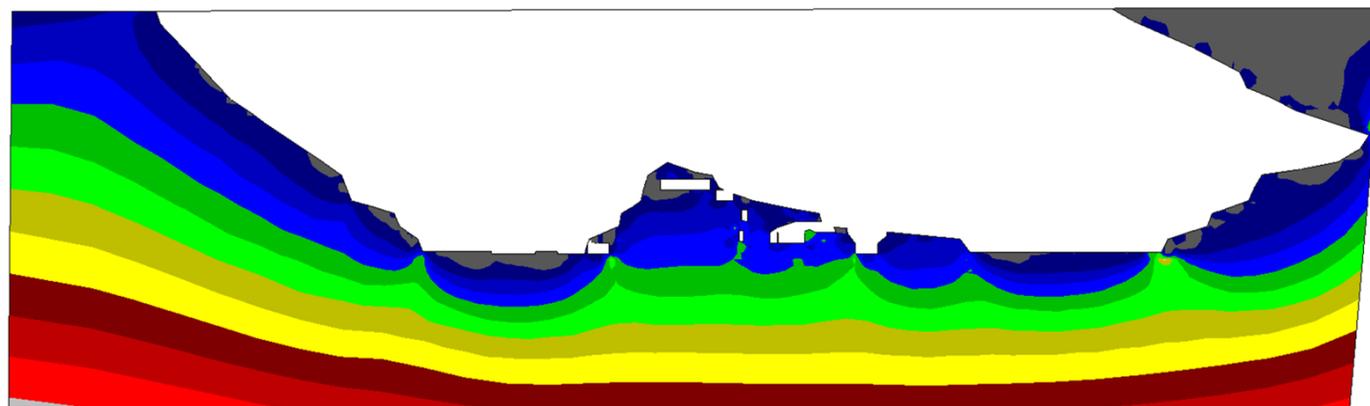
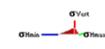
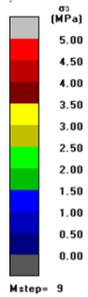
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.007][2019.06.11]

Sigma 03– Grilla 04 (Step 07)



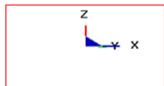
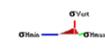
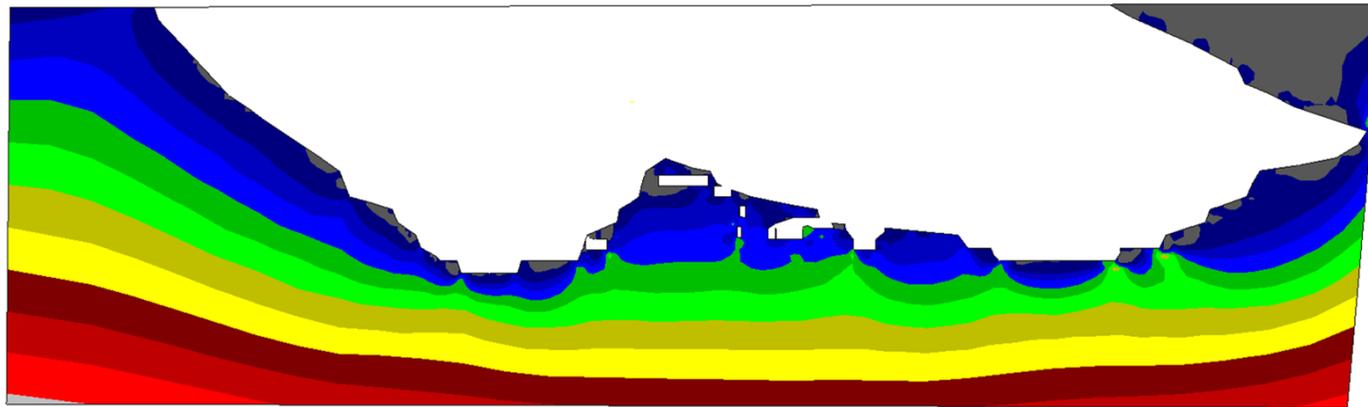
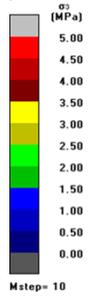
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.008][2019.06.11]

Sigma 03– Grilla 04 (Step 08)



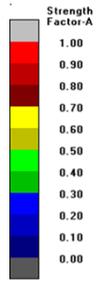
Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.009][2019.06.11]

Sigma 03– Grilla 04 (Step 09)

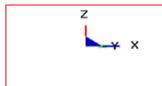
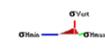


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.010][2019.06.11]

Sigma 03– Grilla 04 (Step 10)

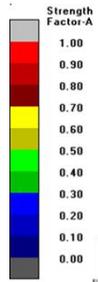


Mstep= 1
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450 \text{ s} = 0.002 \text{ Std} = 0.000$

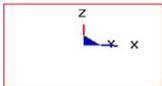
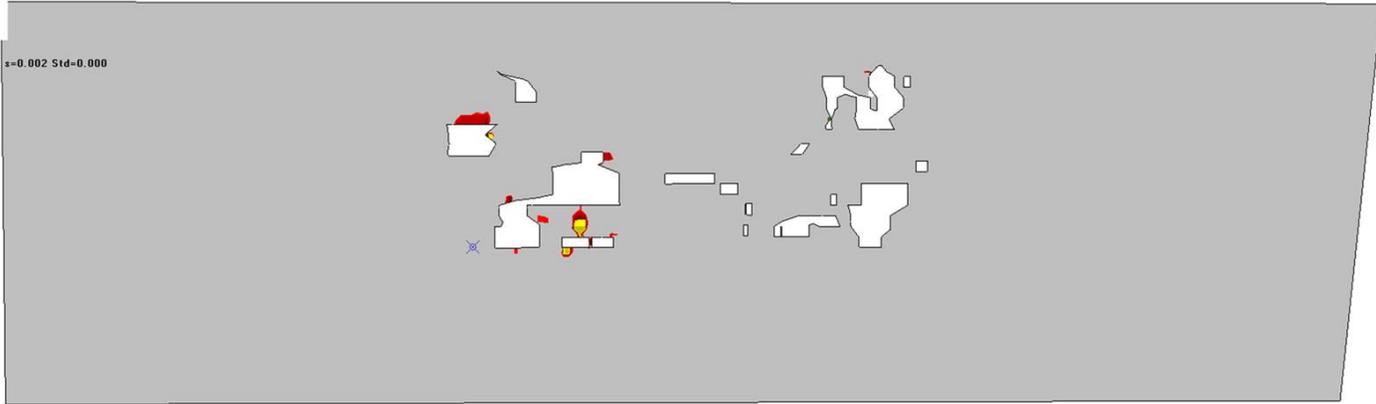


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.001][2019.06.11]

SFA– Grilla 04 (Step 01)

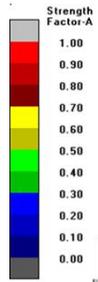


Mstep= 2
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1,450$ s=0.002 Std=0.000

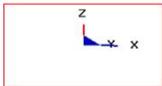
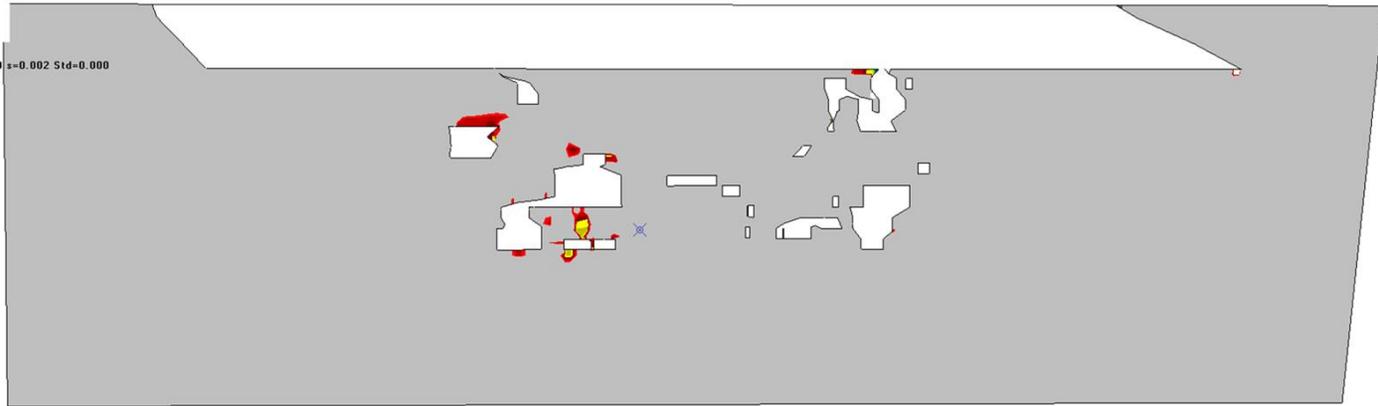


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.002][2019.06.11]

SFA– Grilla 04 (Step 02)

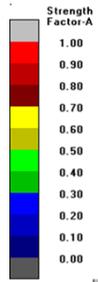


Mstep= 3
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1,450$ s=0.002 Std=0.000

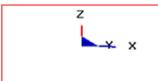
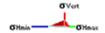
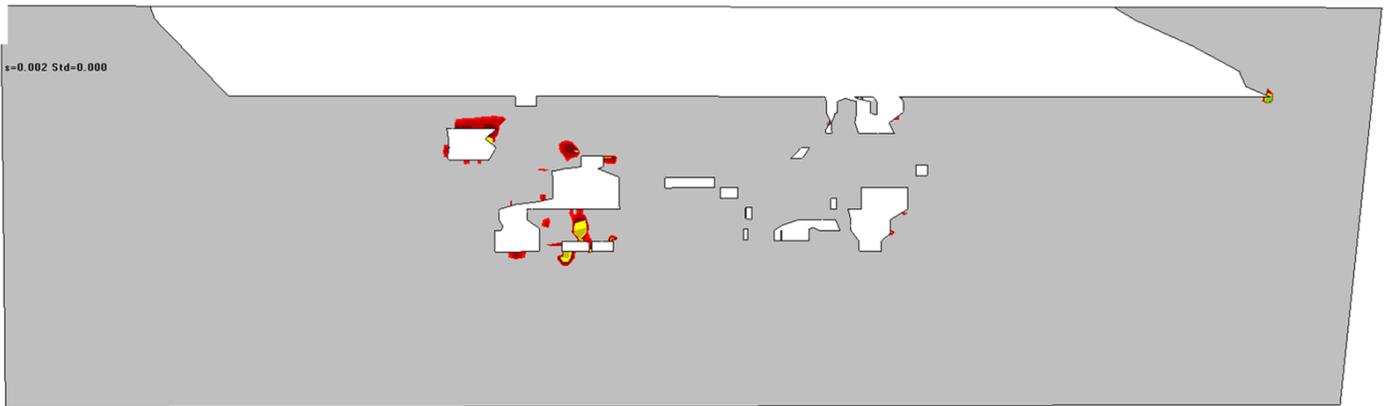


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.003][2019.06.11]

SFA– Grilla 04 (Step 03)

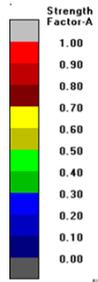


Mstep= 4
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1,450$ s=0.002 Std=0.000

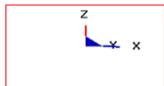
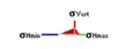


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.004][2019.06.11]

SFA– Grilla 04 (Step 04)

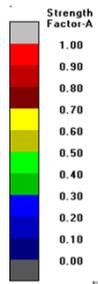


Mstep= 5
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1,450$ s=0.002 Std=0.000

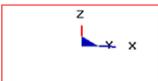
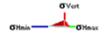
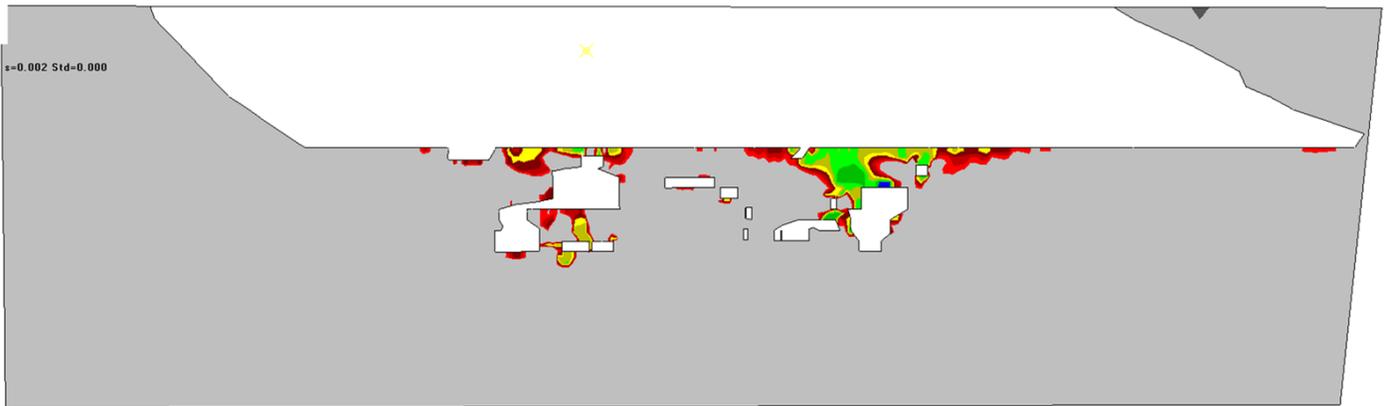


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.005][2019.06.11]

SFA– Grilla 04 (Step 05)

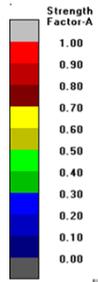


Mstep= 6
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1,450$ s=0.002 Std=0.000

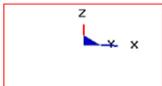
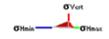


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.006][2019.06.11]

SFA– Grilla 04 (Step 06)

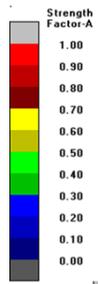


Mstep= 7
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450$ s=0.002 Std=0.000

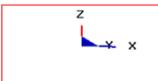
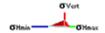
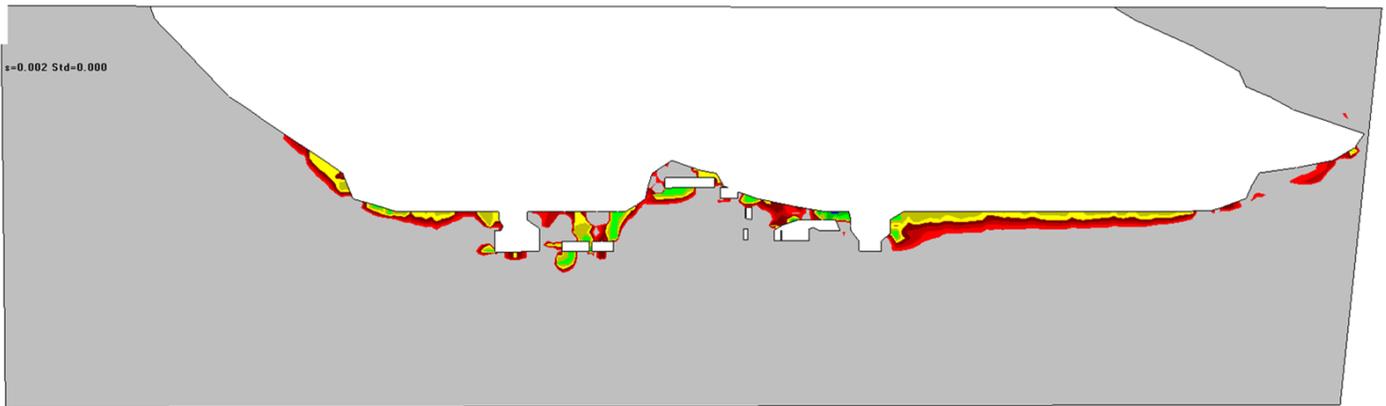


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.007][2019.06.11]

SFA– Grilla 04 (Step 07)

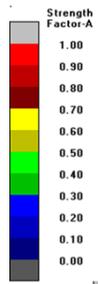


Mstep= 8
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450$ s=0.002 Std=0.000

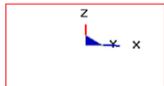
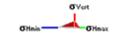
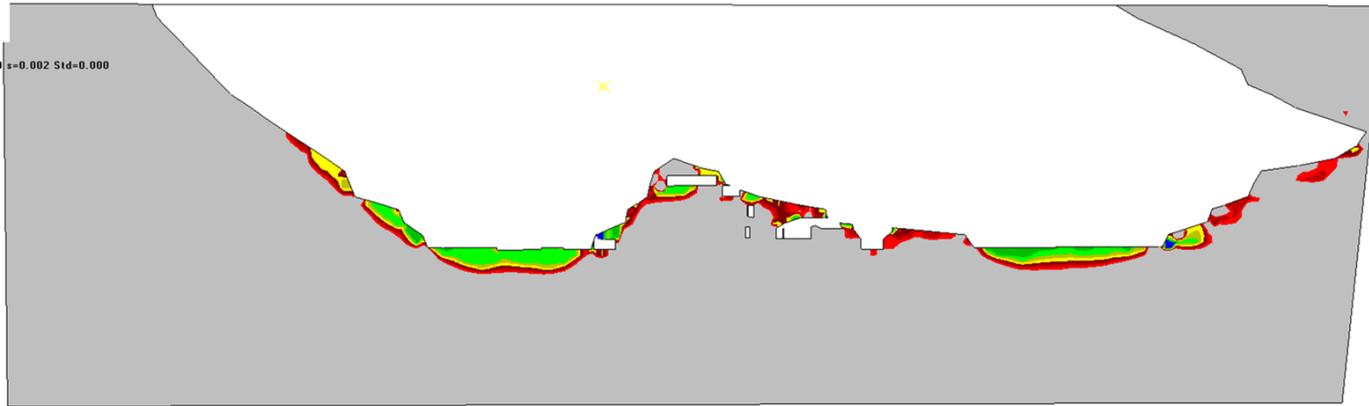


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.008][2019.06.11]

SFA– Grilla 04 (Step 08)

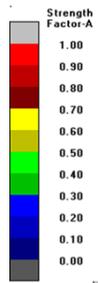


Mstep= 9
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450$ s=0.002 Std=0.000

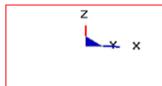
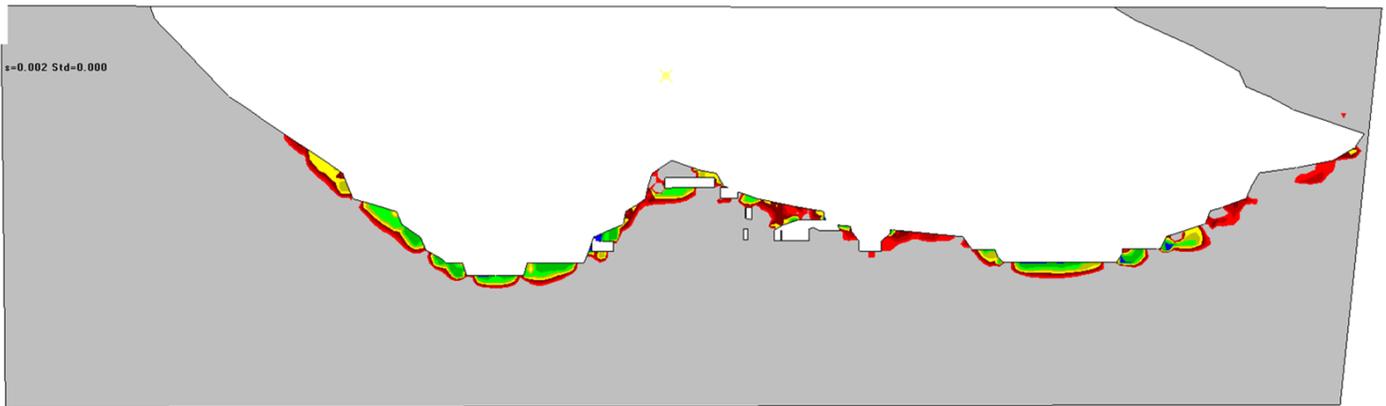
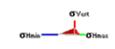


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.009][2019.06.11]

SFA– Grilla 04 (Step 09)

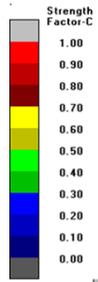


Mstep= 10
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450$
 $s = 0.002$ Std=0.000

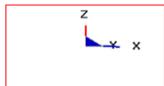
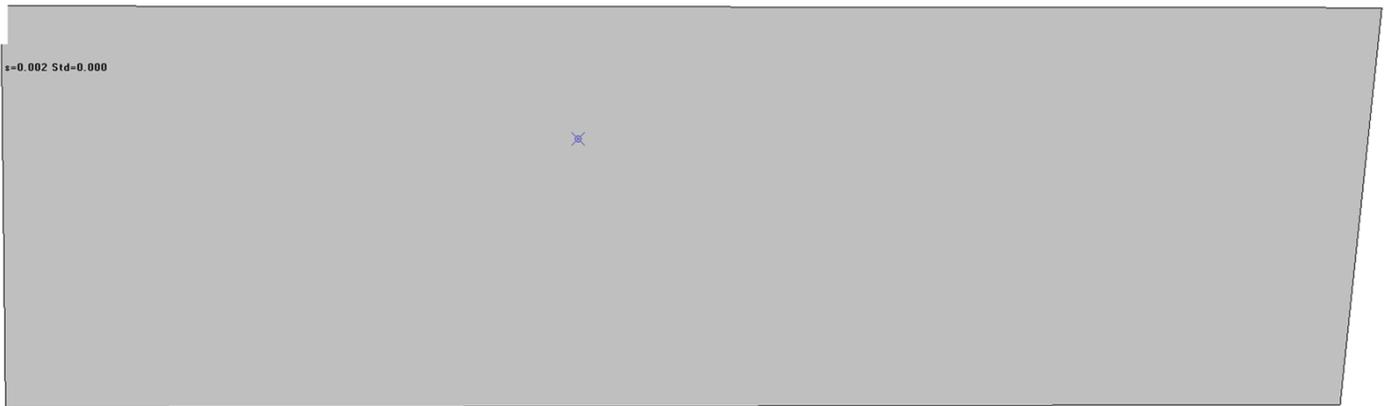
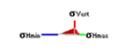


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.010][2019.06.11]

SFA– Grilla 04 (Step 10)

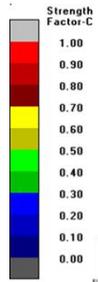


Mstep= 1
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450$ s=0.002 Std=0.000

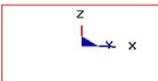
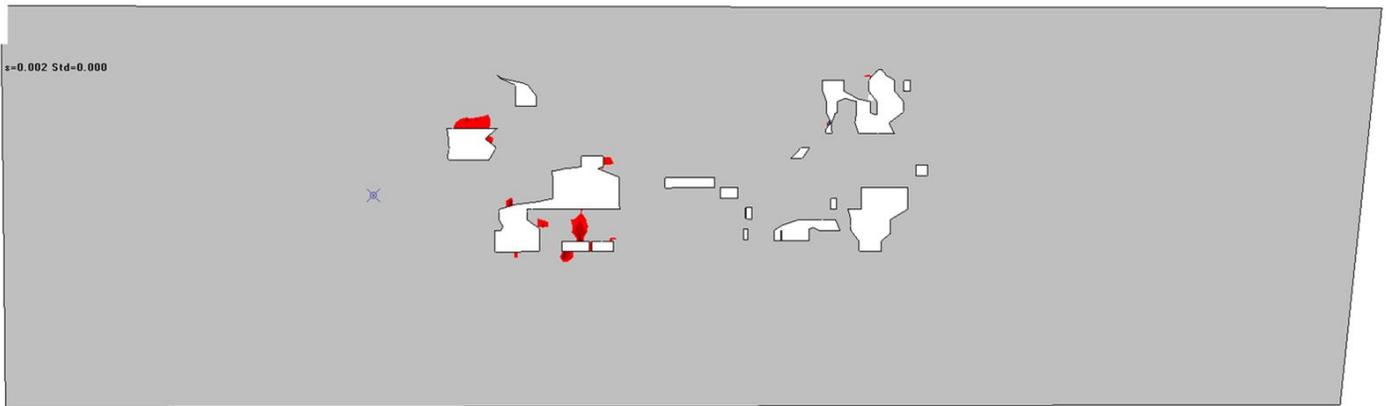
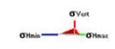


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.001][2019.06.11]

SFC– Grilla 04 (Step 01)

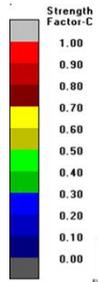


Mstep= 2
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1,450$ s=0.002 Std=0.000

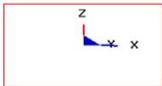
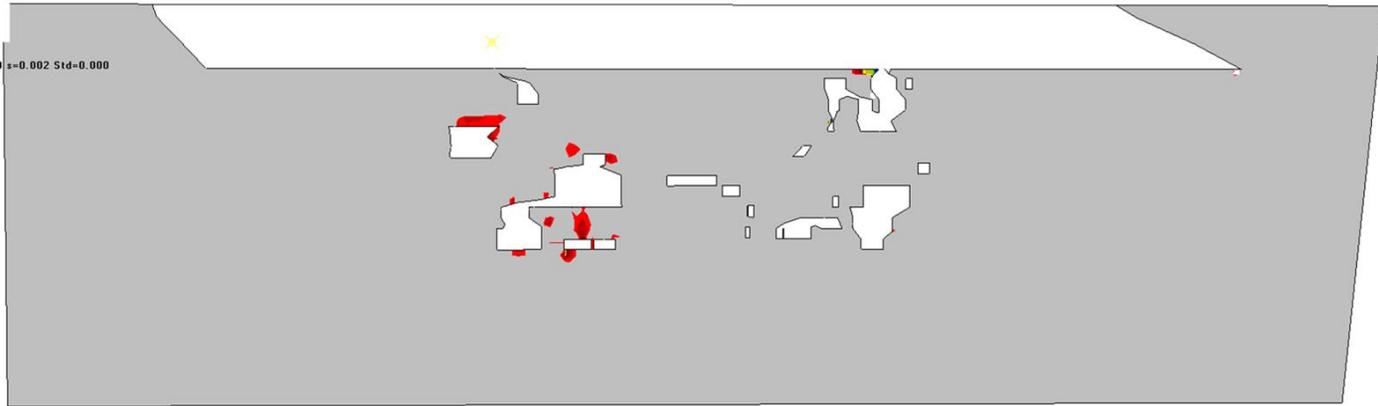


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.002][2019.06.11]

SFC– Grilla 04 (Step 02)

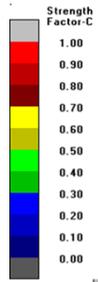


Mstep= 3
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1,450$ s=0.002 Std=0.000

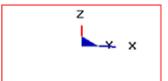
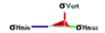
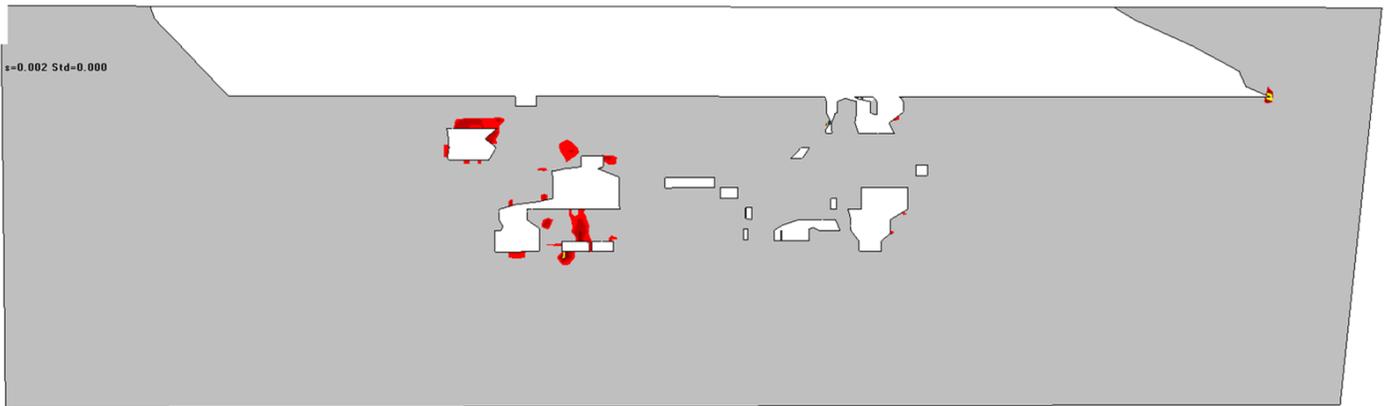


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.003][2019.06.11]

SFC– Grilla 04 (Step 03)

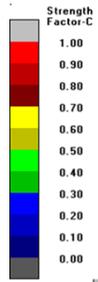


Mstep= 4
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1,450$ s=0.002 Std=0.000

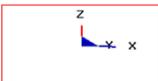
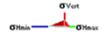
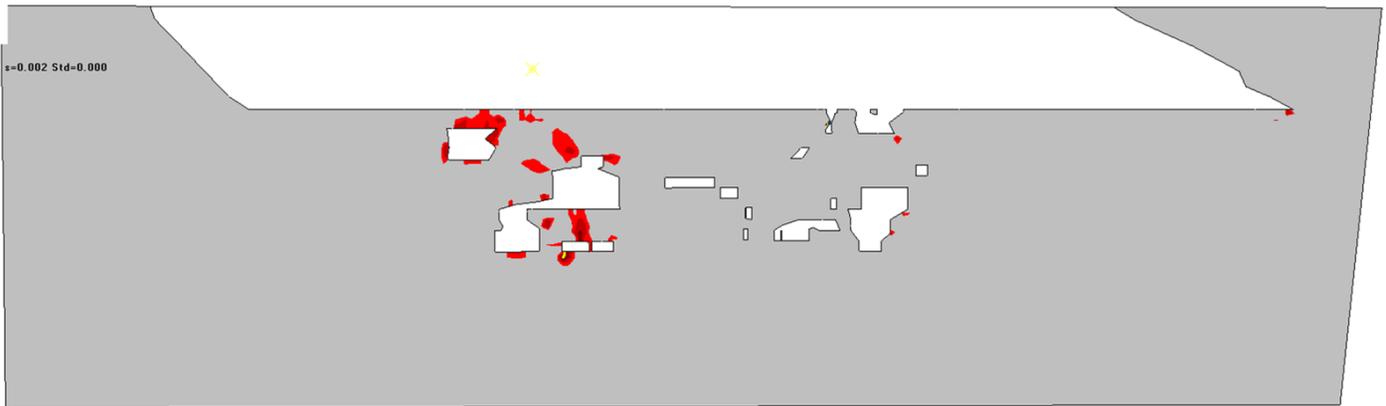


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.004][2019.06.11]

SFC– Grilla 04 (Step 04)

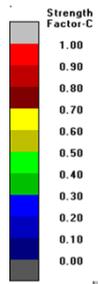


Mstep= 5
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1,450$ s=0.002 Std=0.000

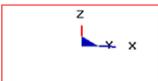
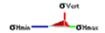
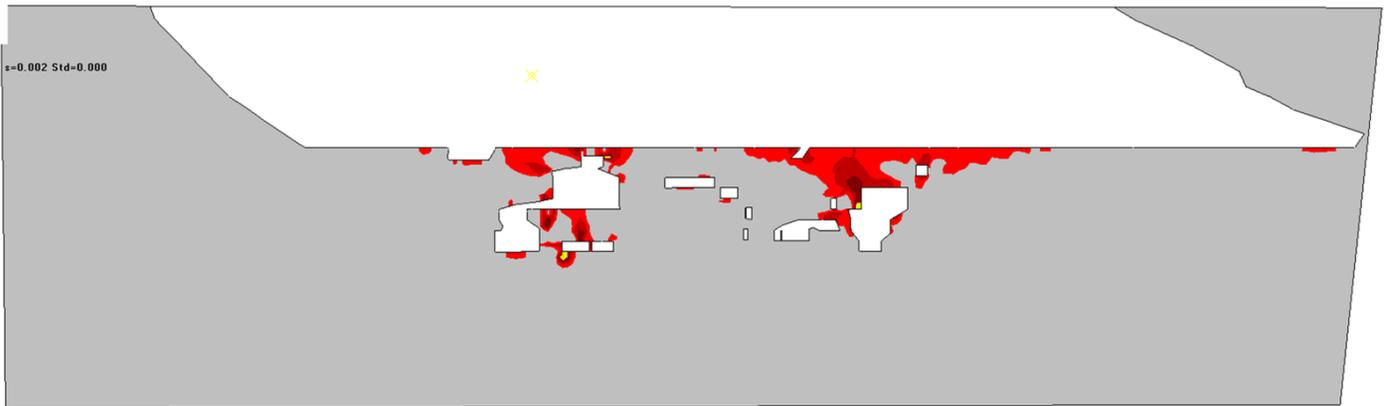


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.005][2019.06.11]

SFC– Grilla 04 (Step 05)

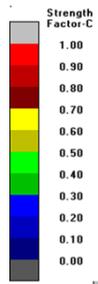


Mstep= 6
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450$ s=0.002 Std=0.000

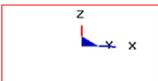
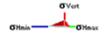


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.006][2019.06.11]

SFC– Grilla 04 (Step 06)

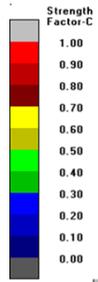


Mstep= 7
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450$ s=0.002 Std=0.000

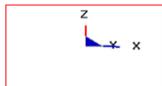
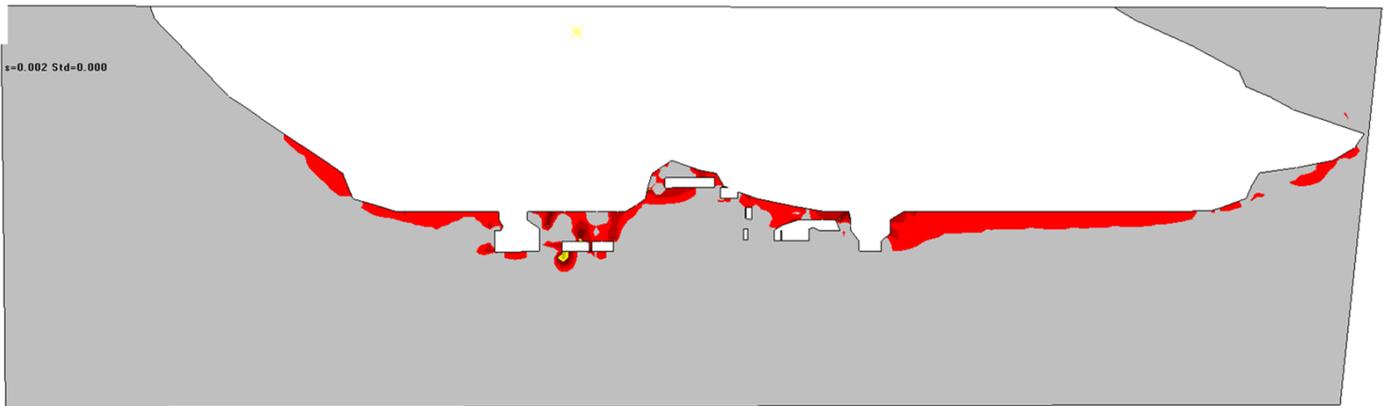
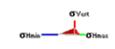


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.007][2019.06.11]

SFC– Grilla 04 (Step 07)

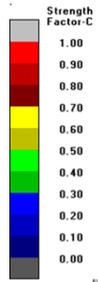


Mstep= 8
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450$ s=0.002 Std=0.000

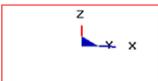
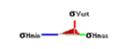


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.008][2019.06.11]

SFC– Grilla 04 (Step 08)

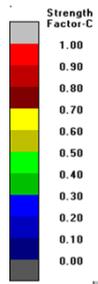


Mstep= 9
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450$ s=0.002 Std=0.000

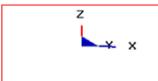
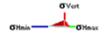
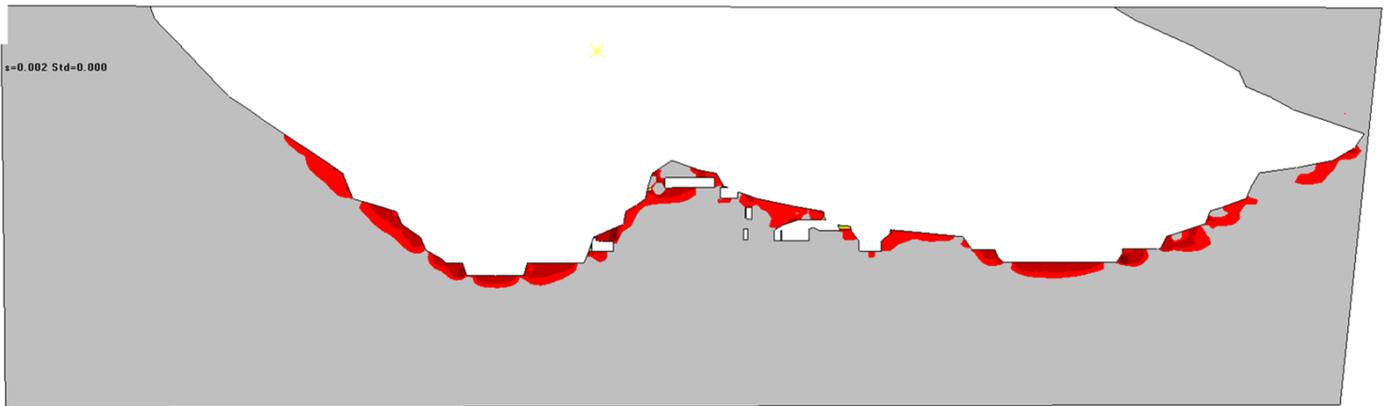


Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\vector_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.009][2019.06.11]

SFC– Grilla 04 (Step 09)



Mstep= 10
 $\sigma_c = 49 \text{ m} = 1.450$
 $s = 0.002$ Std=0.000



Map3D Fault-Slip 67 [C:\Users\tyalan\Desktop\victor_13_06\TAJD_ATACDCHA_VER00_final_11062019-bak.010][2019.06.11]

SFC– Grilla 04 (Step 10)