



Organiza



Colegio de Ingenieros
del Perú

DCR Ingenieros S.R.Ltda.
Geomecánica en Minería y Obras Civiles



**Geomecánica Aplicada
al Minado Subterráneo**

24 y 25, Julio 2020





Contenido

01

Recopilación de data
geomecánica

02

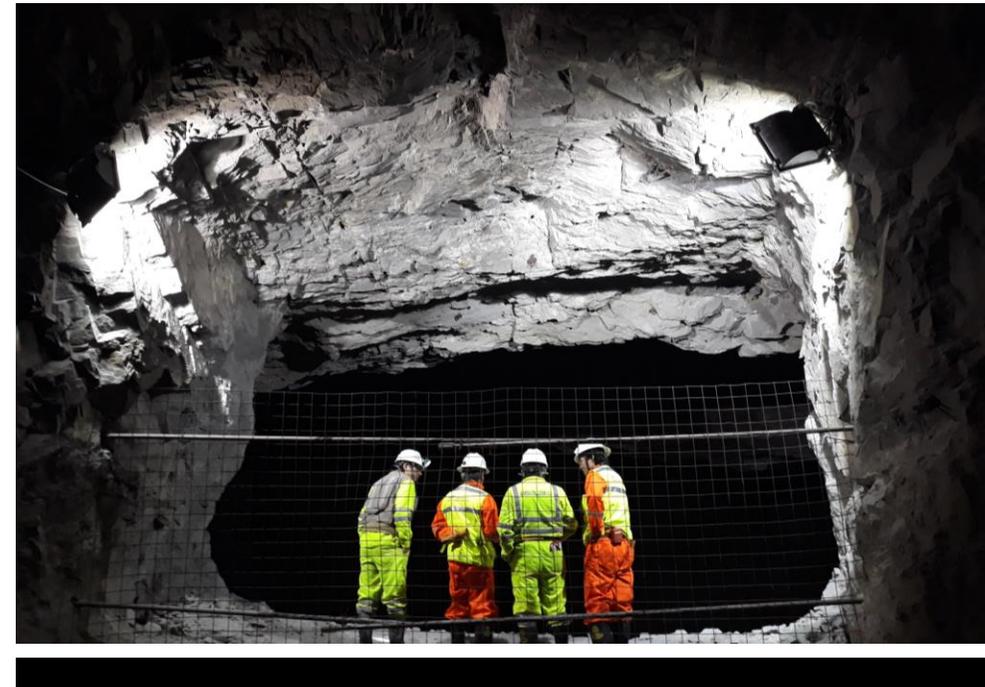
Manejo de datos
geomecánico

03

Aspectos importantes para el
modelamiento numérico

04

Geomecánica de los métodos
de minado (casos prácticos)



02 Manejo de datos geomecánico

2a

Manejo de datos en la aplicación del Método Gráfico de Estabilidad

2b

Manejo de datos orientados a un análisis de subsidencia, aplicación práctica



DCR Ingenieros S.R.Ltda.
Geomecánica en Minería y Obras Civiles

Contenido



Expositor: Ing.Samuel Reyes Marron

02 Manejo de datos geomecánico

2a

Manejo de datos en la aplicación del Método Gráfico de Estabilidad

2b

Manejo de datos orientados a un análisis de subsidencia, aplicación práctica



DCR Ingenieros S.R.Ltda.
Geomecánica en Minería y Obras Civiles



Importancia del MGE



DCR Ingenieros S.R.Ltda.
Geomecánica en Minería y Obras Civiles

Esta metodología de procedencia empírica representa una técnica práctica que tiene uso muy importante para la estimación de dimensiones de tajeos.

Su aplicación entrega buenos resultados que pueden ser considerados como preliminares, motivo por lo cual puede ser validado o ajustado con otras técnicas como es el modelamiento numérico.

Los resultados son muy sensibles a los parámetros de entrada, de ahí la necesidad de que muchos autores han realizado modificaciones a la metodología inicial.

La metodología ha sido originado a partir de datos históricos de casos reales en muchas minas del mundo, razón por lo que su aplicación es muy utilizada, siendo interés de muchos investigadores mejorar y corroborar las investigaciones precedentes.

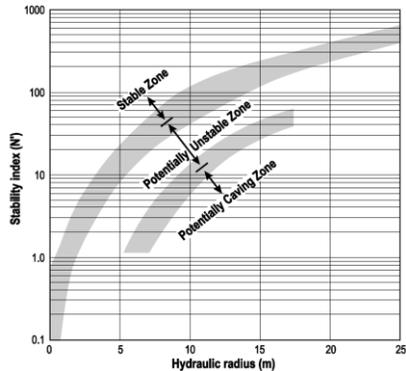
Además el grado de confianza de los resultados dependerá del ingreso adecuado de datos, razón por lo que esta presentación se dan los alcances para utilizarlo correctamente.

Introducción

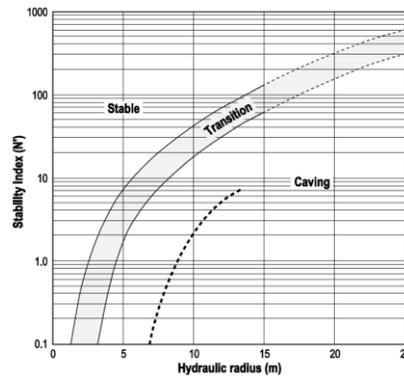


Esta metodología está desarrollado a partir de datos reales de más de 350 casos históricos particulares en el minado de tajeos con grandes dimensiones.

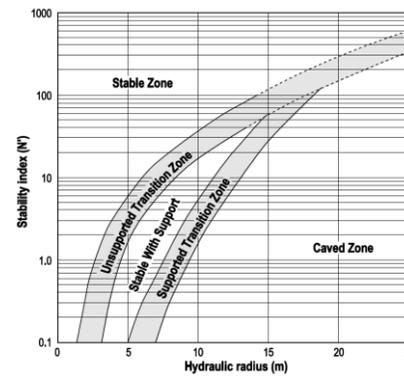
Desde su desarrollo en 1981 propuesto por Mathews, diversos autores han hecho modificaciones y mejoras a dicho tema, donde resalta, Potvin en 1988, Nickson en 1992, como Mawdesley en el año 2001, todos ellos incorporando mayor número de datos de casos reales en minas evaluadas.



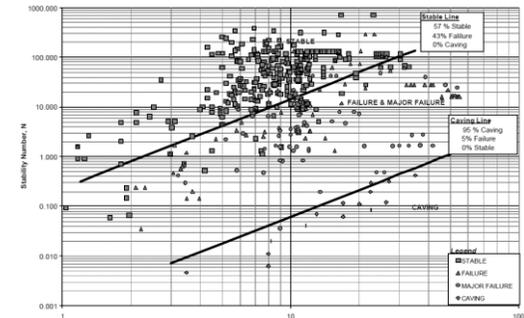
Mathews (1981)
26 casos



Potvin (1988)
176 casos

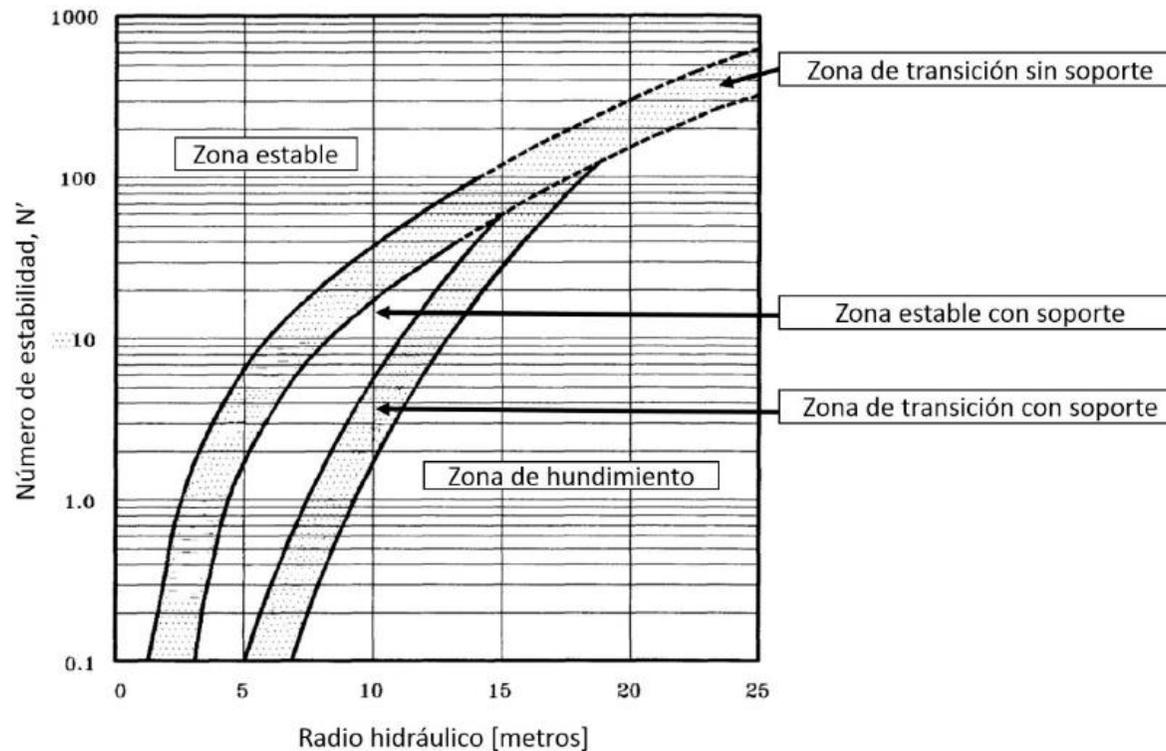


Nickson (1992)
235 casos



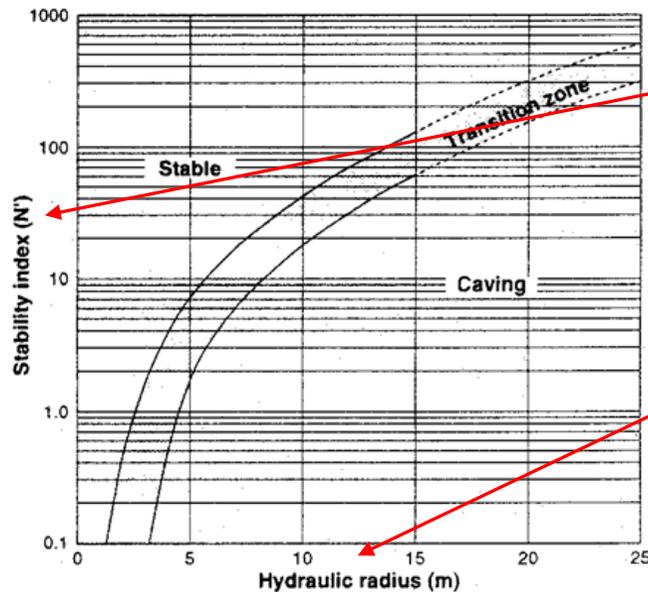
Mawdesley (2001)
483 casos

Una parte resaltante de esta técnica es que algunos autores complementaron el desarrollo de este método al tema del sostenimiento, que en este caso está orientado al uso de cablebolting, como es el caso del gráfico de estabilidad modificado por Nickson (1992).



El gráfico de estabilidad modificado por Nickson (1992)

La metodología consiste en determinar los dos factores que rigen el MGE para el diseño de tajeos: N' y S .

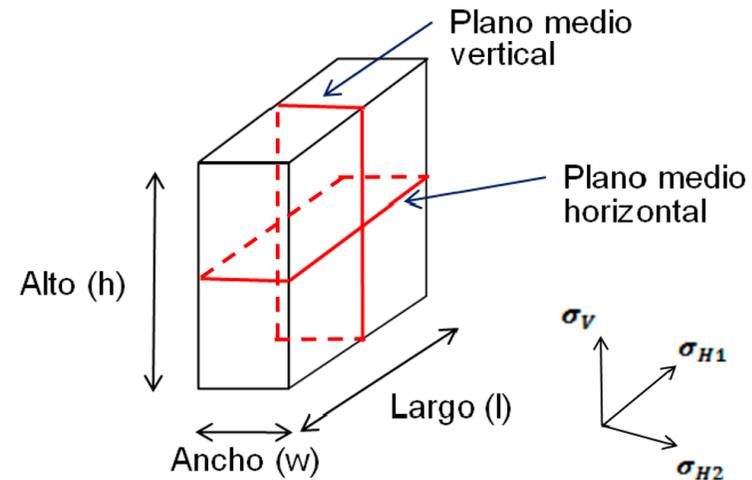
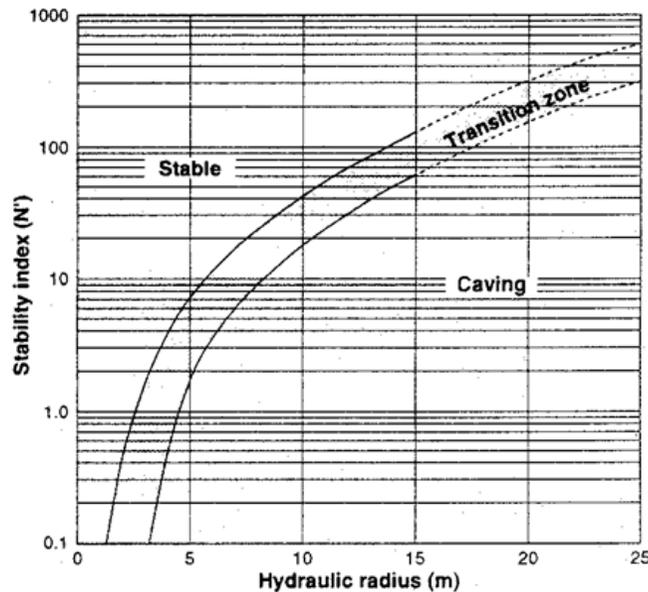


- El factor N' es el número de estabilidad modificado y representa la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado.
- El factor S es el radio hidráulico o el factor de forma, relacionado a la geometría donde se toma en cuenta el tamaño y forma del tajeo.

De estos dos factores dependerá la estabilidad de un tajeo abierto, donde el conocimiento de N' es el principal factor de estimación, su importancia radica en ver la influencia principal de los esfuerzos asociados a la forma, tamaño y orientación de la excavación.

Se tiene presente que la metodología se aplica solamente para calidad Regular a Buena.

La metodología consiste en determinar los dos factores que rigen el MGE para el diseño de tajeos: N' y S .



De estos dos factores dependerá la estabilidad de un tajeo abierto, donde el conocimiento de N' es el principal factor de estimación, su importancia radica en ver la influencia principal de los esfuerzos asociados a la forma, tamaño y orientación de la excavación.

Se tiene presente que la metodología se aplica solamente para calidad Regular a Buena.

El número de estabilidad modificado N' está calculado por la siguiente fórmula:

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Donde:

Q' es el Índice de Calidad Tunelera Q modificado

A es el factor de esfuerzo en la roca

B es el factor de ajuste por orientación de las juntas

C es el factor de ajuste gravitacional

El valor de Q' es el valor modificado del Q de Barton y proviene de su sistema de clasificación.

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

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a}$$

Donde:

RQD es la designación de la calidad de la roca

J_n es el número de sistemas de discontinuidades

J_r es el número de rugosidad de las discontinuidades

J_a es el número de alteración de las discontinuidades

Estimación del N'



DCR Ingenieros S.R.Ltda.
Geomecánica en Minería y Obras Civiles

De la formula: $N' = Q' \times A \times B \times C$

La estimación de N' es un tema crítico y su estimación está direccionado a encontrar un adecuado valor del factor de esfuerzo "A", el mismo que está relacionado con la condición de esfuerzos insitu

En el caso del factor de ajuste por orientación de las juntas "B", dicho parámetro esta controlado por los sistemas de discontinuidades asociados a las caras analizadas de los tajeos. Su estimación obedece al claro conocimiento de los sistemas principales que presenta el sitio de evaluación.

Respecto al factor de ajuste gravitacional "C", éste también es un parámetro fácil de obtener, puesto que su valor está condicionado a la inclinación del tajeo.

De aquí resulta que:

A = ?

B = ✓

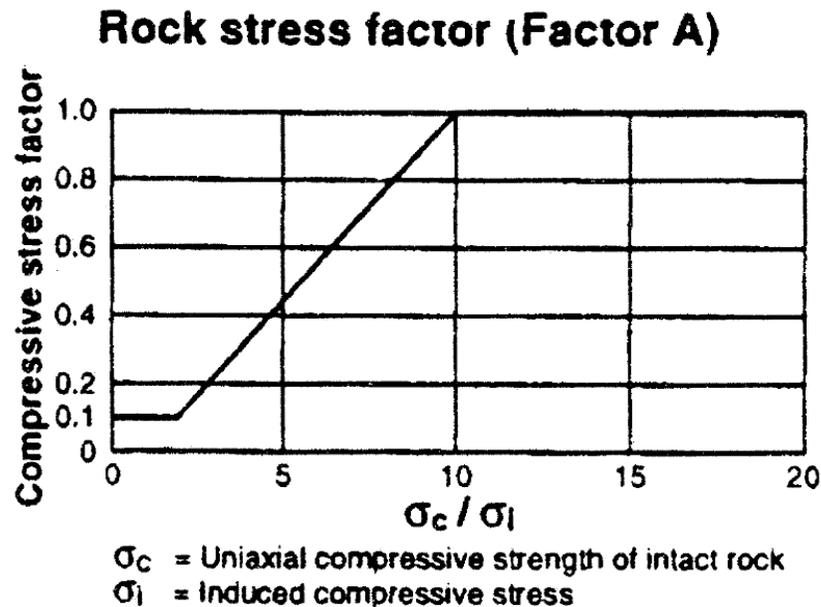
C = ✓

Factor de ajuste A



Este factor toma en cuenta los efectos del cambio de esfuerzo que experimenta la roca en la superficie del tajeo. Se determina a partir del cociente de la resistencia a la compresión uniaxial (σ_c) de la roca intacta entre el esfuerzo inducido (σ_i) máximo de la cara analizada.

La estimación del esfuerzos inducidos se puede hacer a partir de gráficos desarrollados inicialmente por Mathews y mejorados por Potvin, o en su defecto utilizar modelos numéricos 2D y 3D. El valor de A varía de 0.1 a 1.



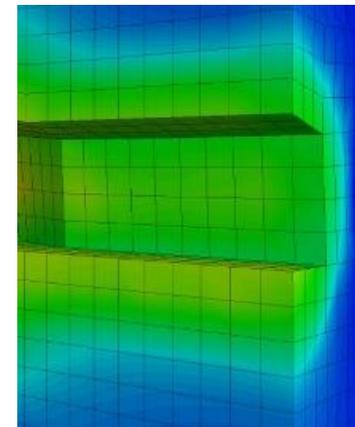
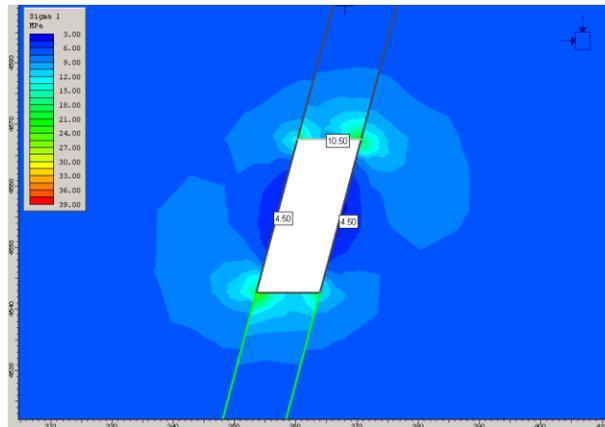
$$\begin{aligned} \frac{\sigma_c}{\sigma_i} < 2 & \quad A=0.1 \\ 2 > \frac{\sigma_c}{\sigma_i} > 10 & \quad A = 0.1125 \left(\frac{\sigma_c}{\sigma_i} \right) - 0.125 \\ \frac{\sigma_c}{\sigma_i} > 10 & \quad A=1.0 \end{aligned}$$

Factor de ajuste A

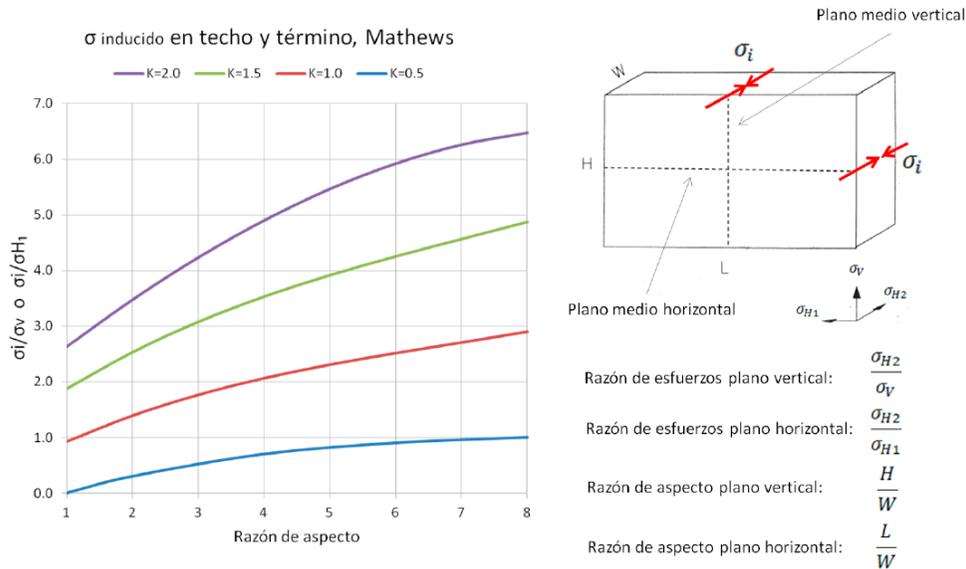


Como se puede apreciar en el gráfico, el valor de A va depender mucho del valor del esfuerzo inducido máximo. A pesar que esto podría ser obtenido a partir de modelamientos en 2D y 3D, la idea preliminar de esta técnica es tener una herramienta práctica que nos permitan el cálculo del mismo de manera inmediata.

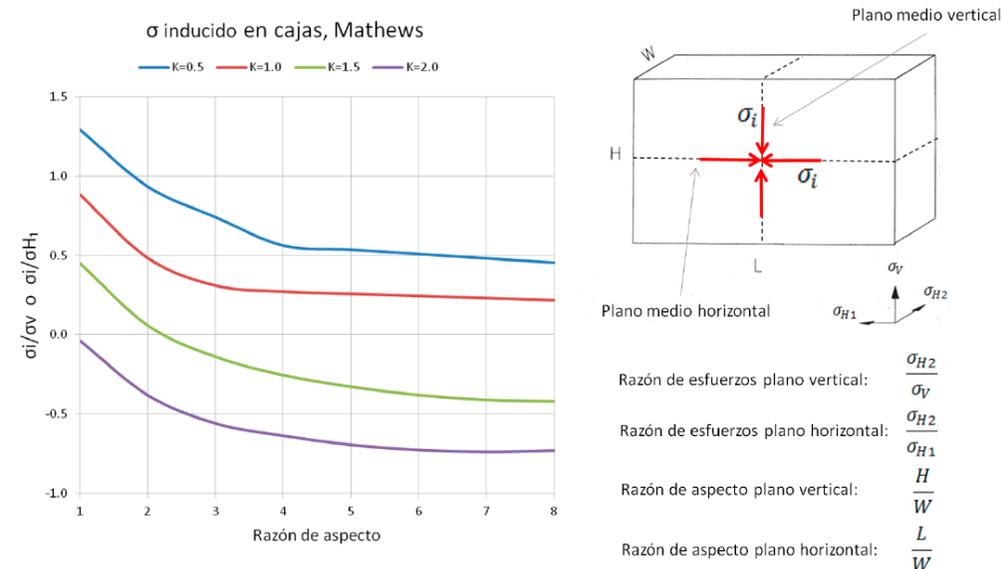
El proceso de retroanálisis realizados de casos históricos donde se incluye geometrías y condiciones de esfuerzos distintos para cada caso, dan el respaldo técnico para su uso, para ello, la existencia de ábacos de cálculo son de gran utilidad. Estos ábacos fueron desarrollados inicialmente por Mathews (1981) y han tenido mejoras sustanciales como el caso realizado por Stewart y Forsyth (1995).



Factor de ajuste A



Curvas de estimación de esfuerzos inducidos en techos y paredes de fondo, modificado de Stewart y Forsyth (1995)



Curvas de estimación de esfuerzos inducidos para cajas, modificado de Stewart y Forsyth (1995)

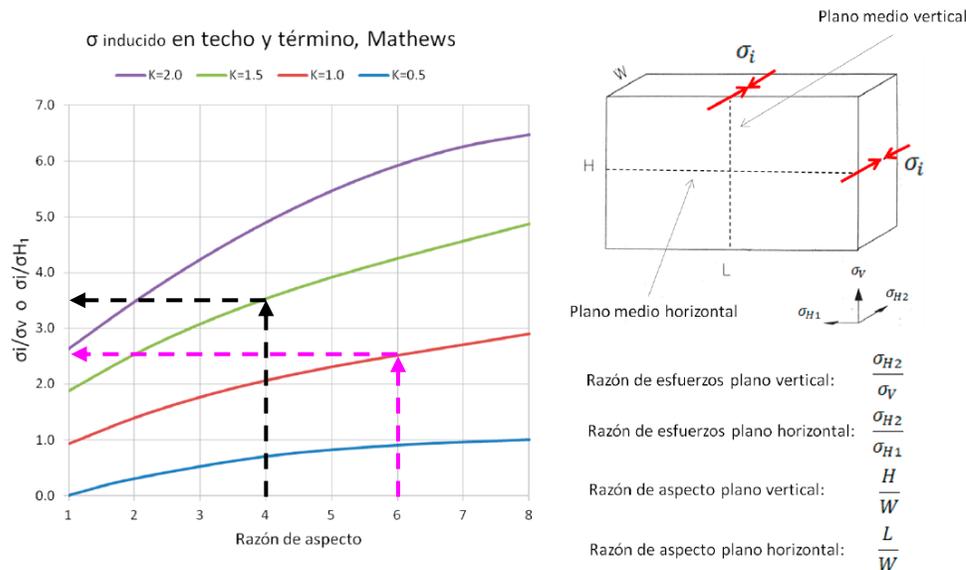
Factor de ajuste A



Ejemplo para la estimación del factor de ajuste A

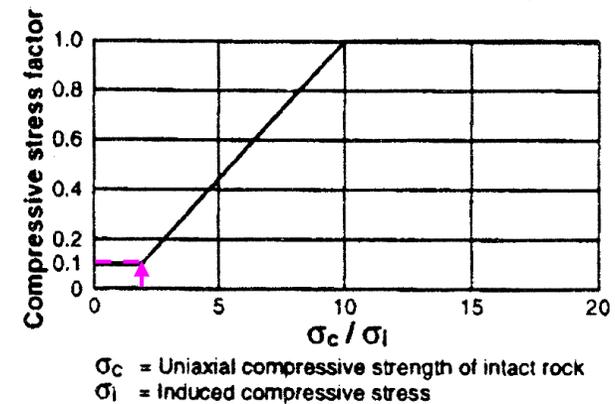
Determinar el valor de A en el techo y paredes de fondo si se tiene un tajeo de $W=5$ m, $H=20$ m y $L=30$. La profundidad es de 500 m y densidad de roca = 27 t/m^3 . Asumir $k=1.5$, $\sigma_c = 100$ MPa.

En el techo $H/W=4$ y para la pared de fondo $L/W=6$. Con esto valores ingresamos en el eje x (razón de aspecto) obteniendo para el techo $\sigma_i/\sigma_v=3.5$ y en el caso de las paredes de fondo $\sigma_i/\sigma_{H1}=2.5$.



Esfuerzo insitu resulta: $\sigma_v=13.5$ MPa, $\sigma_{H1}=\sigma_{H2}=20$ MPa
 Para el techo: $\sigma_i/\sigma_v=3.5$ $\sigma_i=47$ MPa $\sigma_c/\sigma_i=2.1$
 Para la pared de fondo: $\sigma_i/\sigma_{H1}=2.5$ $\sigma_i=50$ MPa $\sigma_c/\sigma_i=2$

Rock stress factor (Factor A)



En el techo: $A=0.11$

En la pared de fondo: $A=0.1$

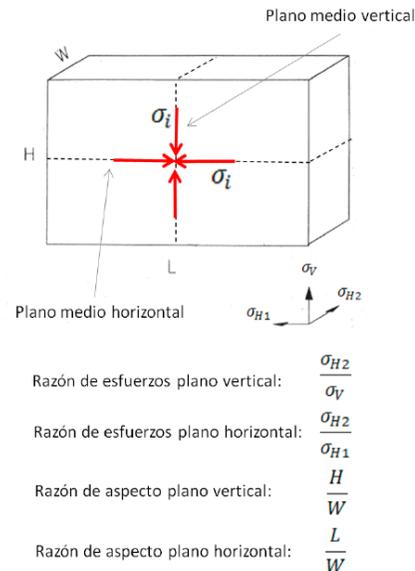
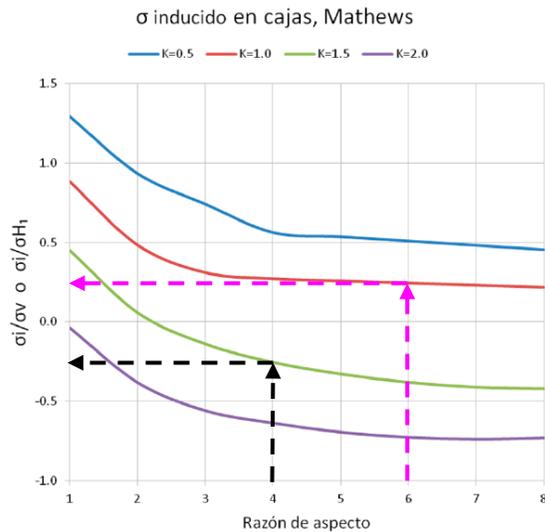
Factor de ajuste A



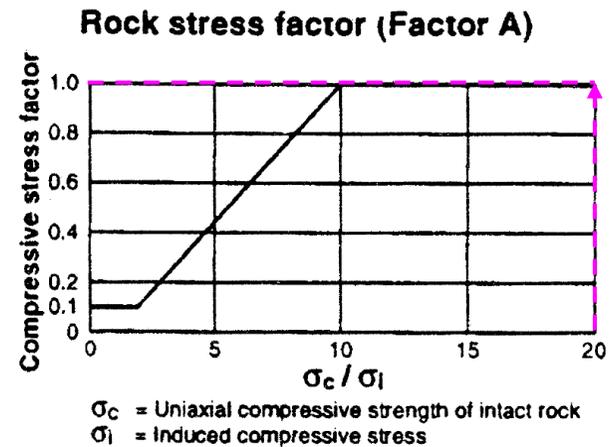
Ejemplo para la estimación del factor de ajuste A

Determinar el valor de A en las cajas si se tiene un tajeo de $W=5$ m, $H=20$ m y $L=30$. La profundidad es de 500 m y densidad de roca = 27 t/m³. Asumir $k=1.5$, $\sigma_c = 100$ MPa.

Si utilizamos los mismos datos, a modo de ejemplo podemos estimar el valor de A en las paredes o cajas. Aquí habrá dos planos de análisis. En el plano vertical $H/W=4$ y en el plano horizontal $L/W=6$. Con estos valores ingresamos en el eje x, obteniendo para el plano vertical $\sigma_i/\sigma_v = -0.25$ y en plano horizontal $\sigma_i/\sigma_{H1} = 0.25$.



Esfuerzo insitu resulta: $\sigma_v=13.5$ MPa, $\sigma_{H1}=\sigma_{H2}=20$ MPa
 Para el plano vertical: $\sigma_i/\sigma_v = -0.25$ $\sigma_i=0$ $\sigma_c/\sigma_i > 10$
 Para el plano horizontal: $\sigma_i/\sigma_{H1} = 0.25$ $\sigma_i=5$ MPa $\sigma_c/\sigma_i = 20$



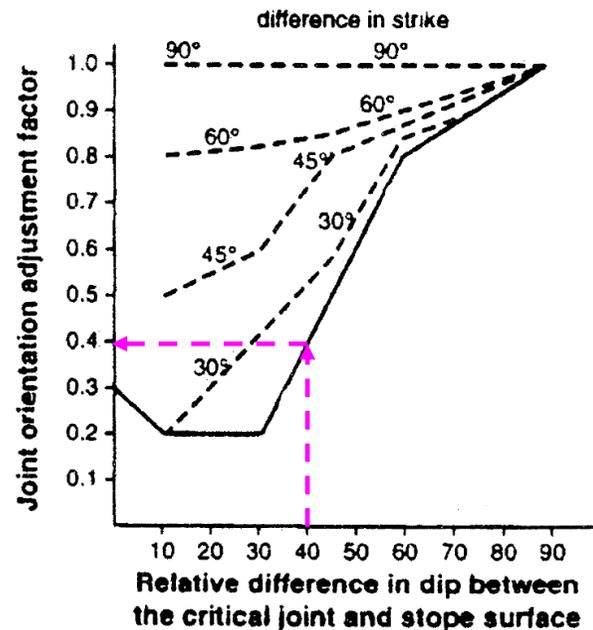
Para el plano vertical: $A=1$
 Para el plano horizontal: $A=1$

Factor de ajuste B

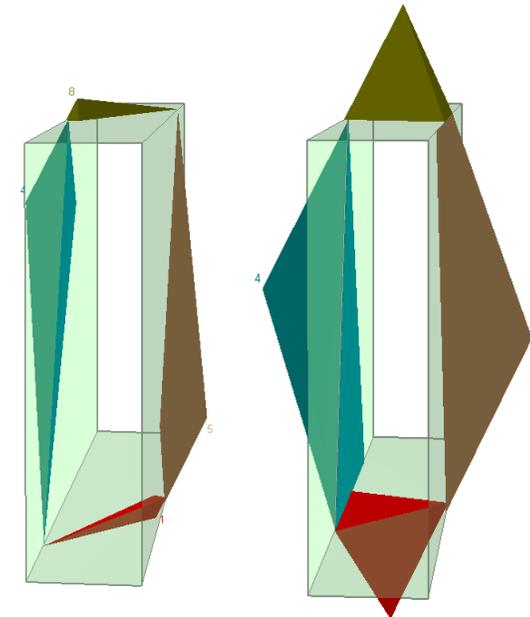


Este factor está relacionado a la consideración del sistema crítico relativo a la orientación de la excavación, también representa el sistema que se halla de modo paralelo a la superficie en análisis.

Influence of joint orientation (Factor B)



Horizontal Back	Inclined Wall	Vertical Wall	True Angle between Face & Joint	Potvin Factor B
			$\alpha = 90^\circ$	1.0
			$\alpha = 60^\circ$	0.8
			$\alpha = 45^\circ$	0.5
			$\alpha = 30^\circ$	0.2
			$\alpha = 0^\circ$	0.3

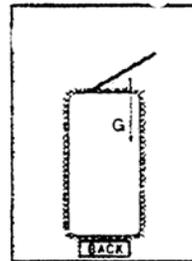
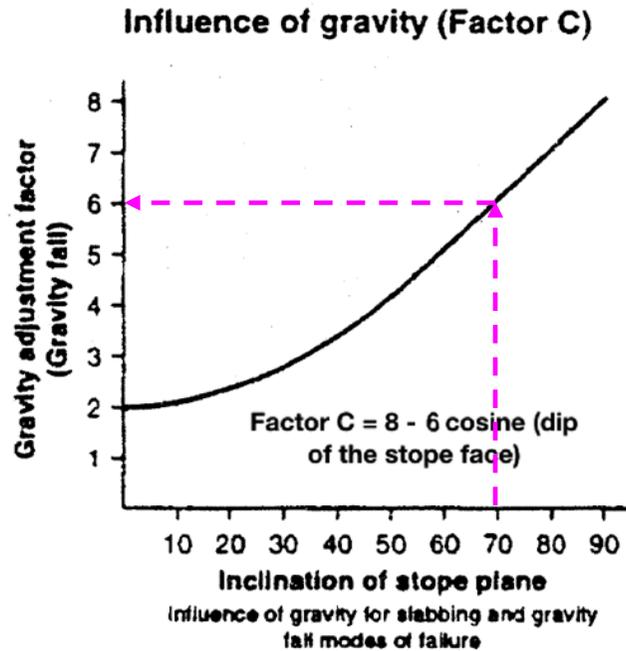


En un techo horizontal es irrelevante la dirección de la excavación. En las cajas y paredes de fondo es dependiente de ella.

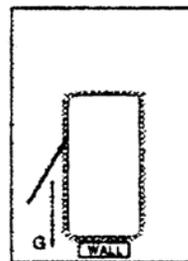
Factor de ajuste C



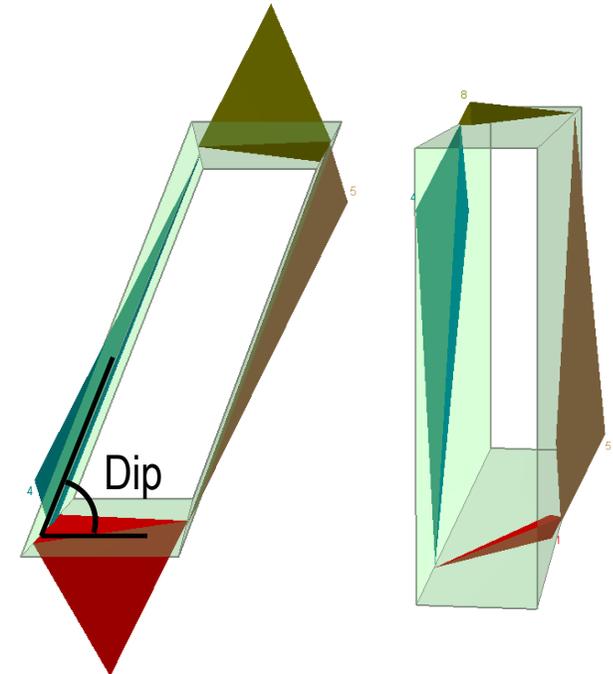
Dicho factor toma en cuenta el efecto que ejerce la gravedad sobre la superficie analizada. Dicho de otro modo representa el ajuste por inclinación de la superficie analizada, sea el techo, la cajas o las paredes de fondo.



Sketch showing the gravity fall mode of failure



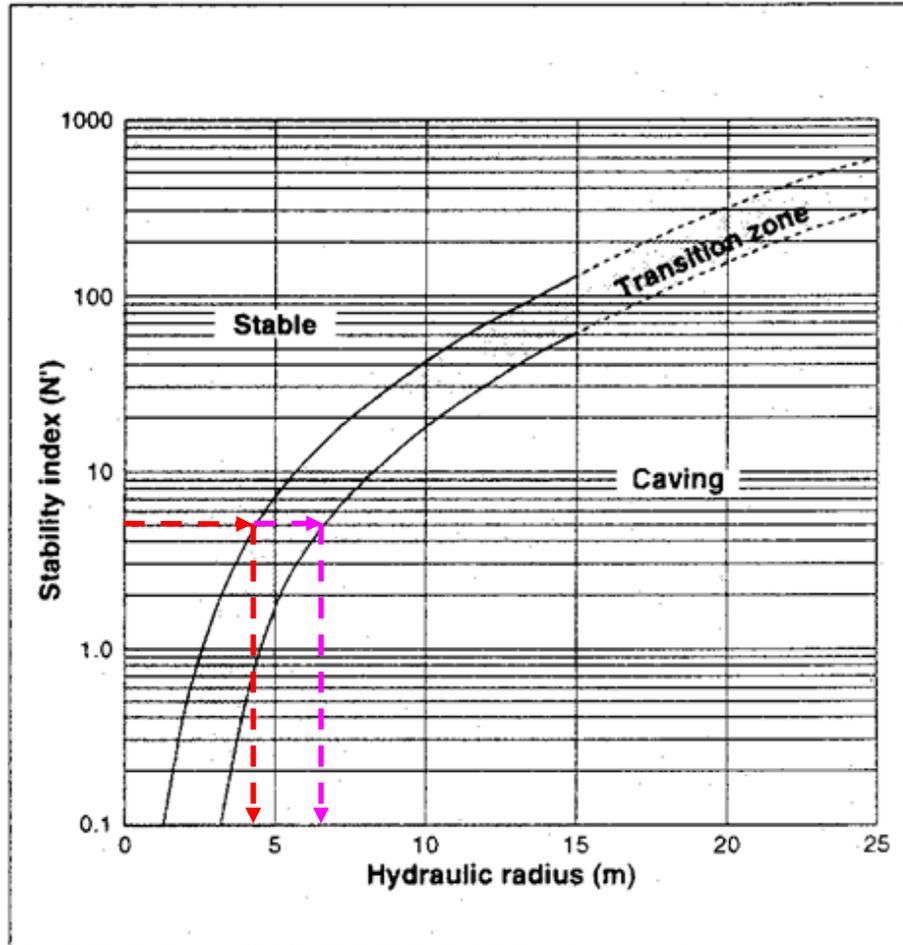
Sketch showing the slabbing and buckling mode of failure



El gráfico de estabilidad modificado



$$N' = Q' \times A \times B \times C$$



Teniendo definido el número de estabilidad modificado (N') se obtiene los correspondientes “radios hidráulicos” (S)

Ejemplo: tajeos de $W=5$ m, $H=20$ m y $L=30$.

$S(\text{techo})=2.14$

$S(\text{pared})=6$

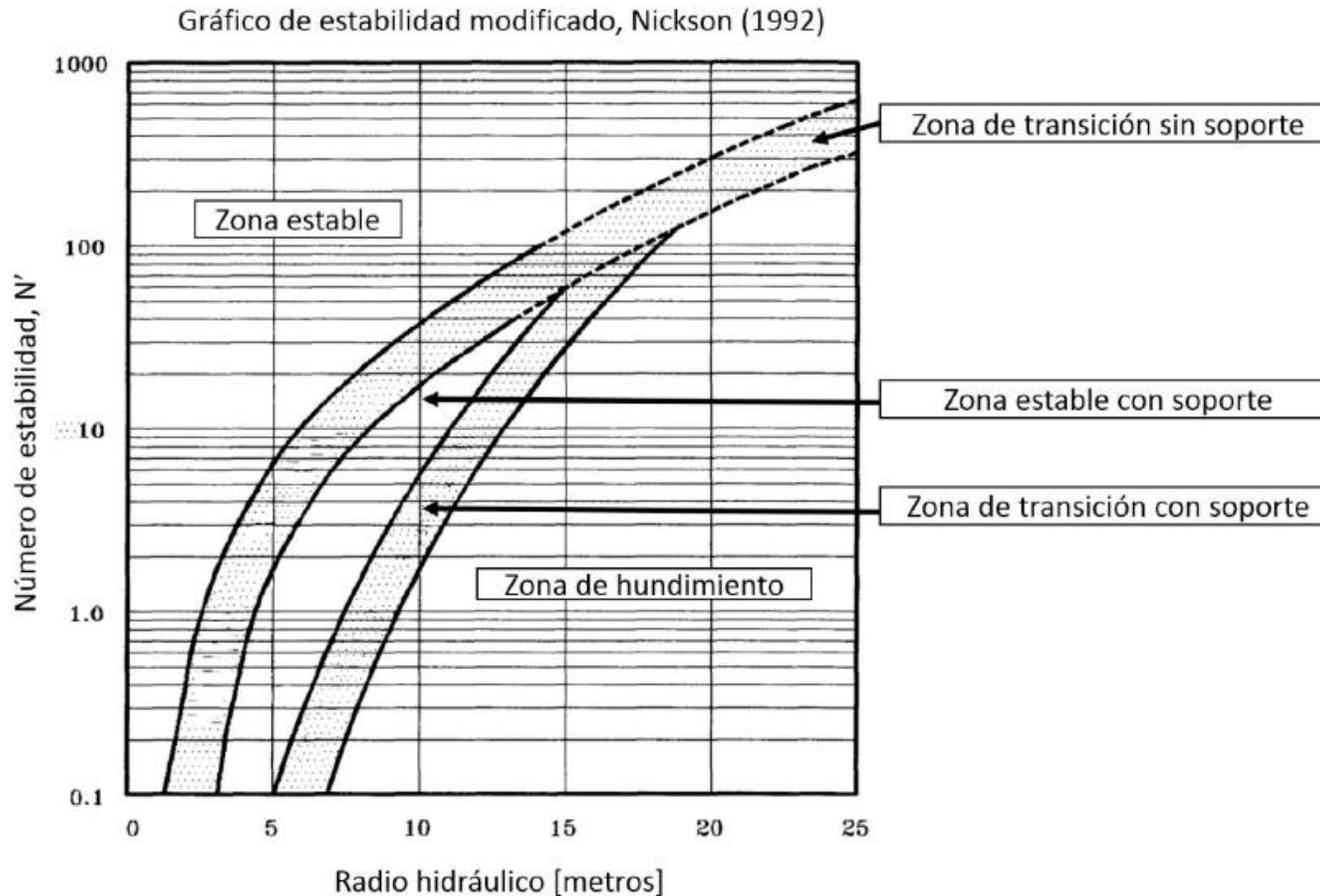
En el techo, si N' resulta con el valor de 5, el valor de S saldría 4.2 (región estable), con dicho valor se puede realizar una longitud infinita del tajeo.

En las cajas, si N' resulta con el valor de 5, el valor de S saldría 4.2 (estable), con dicho valor se puede realizar una longitud de 14.5 m. Para la región de “transición”, el S resulta 6.5, con ello la longitud sería de 37 m.

El gráfico de estabilidad modificado



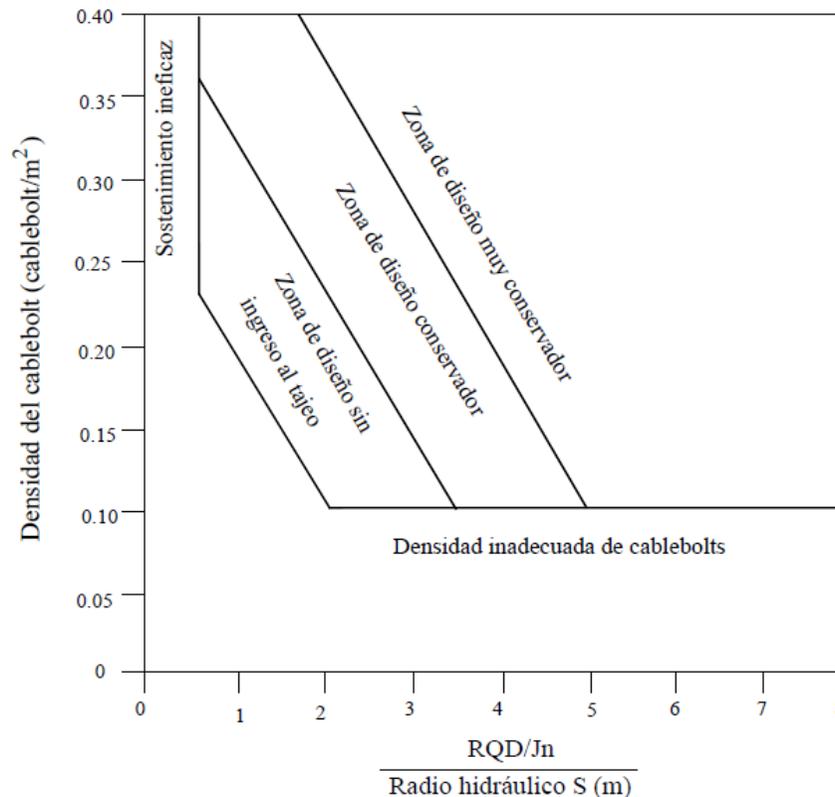
El gráfico de estabilidad modificado por Nickson (1992)



Estimación del sostenimiento



Cuando el análisis indica que el tajeo requiere sostenimiento, se puede utilizar el diagrama mostrado como una guía preliminar para la densidad de los cablebolts.



La densidad del cablebolt es relacionada con la frecuencia de discontinuidades (juntas) a través del tamaño de bloques (parámetro RQD/J_n) y el radio hidráulico de la excavación.

Los diseños mostrados y su uso deberá basarse tanto en el uso de la abertura como en la experiencia en el sostenimiento con cablebolt en el lugar (diseño conservador al inicio es recomendable).

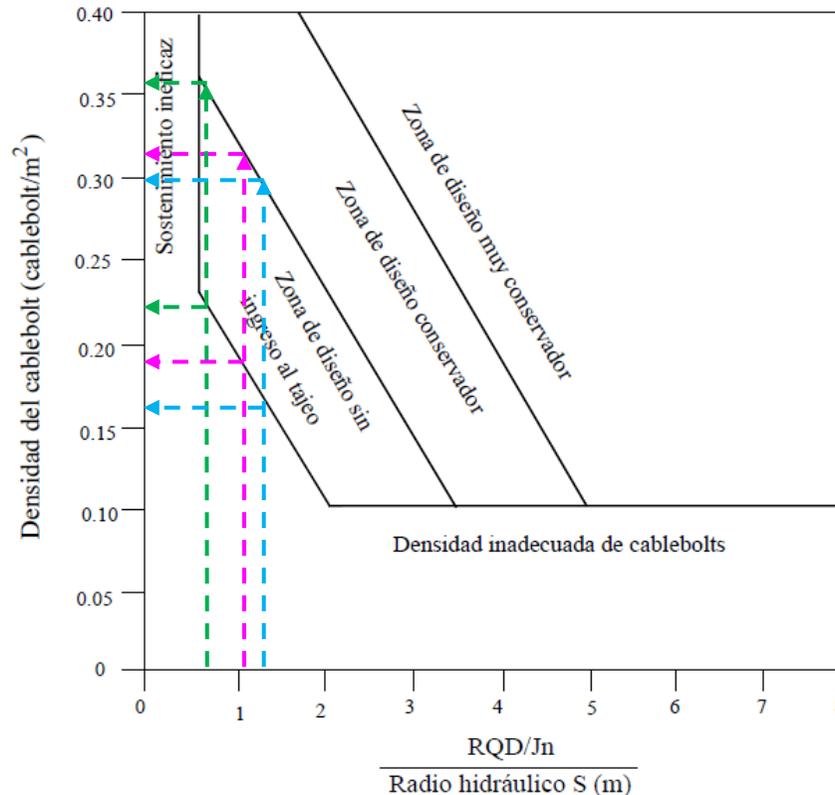
La longitud del cablebolt debe ser tal que ellos sean anclados lo suficientemente lejos en terreno no disturbado, para que el anclaje sea efectivo. También se encontró que los cablebolts generalmente no son exitosos para la estabilización de tajeos muy grandes.

Diagrama de diseño de la densidad de los cablebolts. Según Potvin y Milne (1992).

Estimación del sostenimiento



Cuando el análisis indica que el tajeo requiere sostenimiento, se puede utilizar el diagrama mostrado como una guía preliminar para la densidad de los cablebolts.



Como ejemplo si se tiene:

	S	$RQD \times J_n / S$	Densidad del perno (pernos/m ²)	Espaciamiento del perno (m)
Techo	6	1.1	0.19 – 0.33	1.7 a 2.3
Caja techo	9.45	0.69	0.23 – 0.36	1.7 a 2.1
Extremos	4.86	1.34	0.16 – 0.3	1.8 a 2.5

En promedio el espaciamiento de cables debe estar alrededor de 2 m.

En la caja techo se aprecia que el sostenimiento se acerca a la zona de sostenimiento inefectivo. En este caso se recomienda reducir en un porcentaje el S como es el caso del uso de relleno (B&F).

Estos diseños pueden ser mejorados según la experiencia que se obtiene para cada minado en particular.

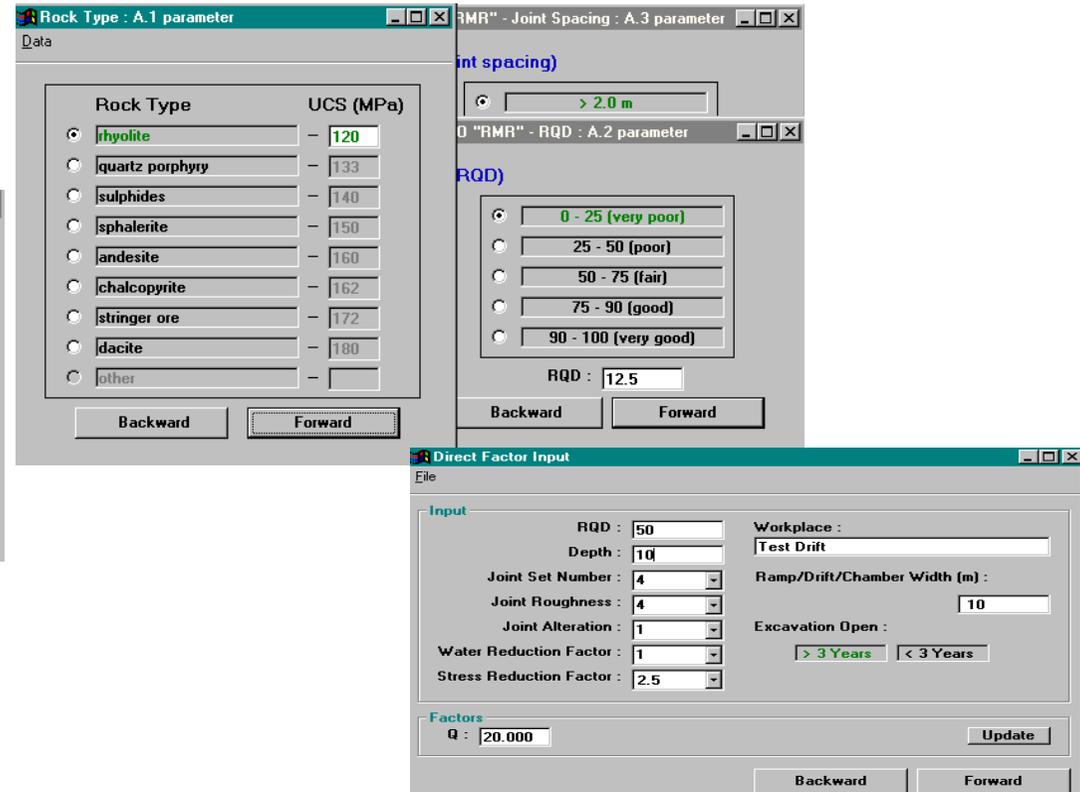
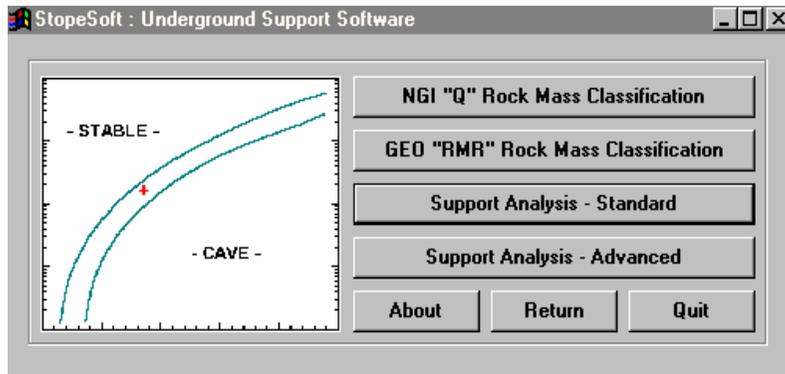
Diagrama de diseño de la densidad de los cablebolts (según Potvin y Milne, 1992)

Alternativa para el uso del MGE



Software StopeSoft

El software StopeSoft es una herramienta que simplifica el desarrollo del cálculo por el MGE. Fue desarrollado en una primera versión por el Dr. Graham Swan (1990). Posteriormente el programa fue desarrollado en una versión windows por CAMIRO Mining Division en el año 1998.



Alternativa para el uso del MGE



DCR Ingenieros S.R.Ltda.
Geomecánica en Minería y Obras Civiles

Software StopeSoft

Direct Factor Input

File
Save Values
Load Values

RQD : 50
Depth : 10
UCS : 50
Joint Set Number : 4
Joint Roughness : 4
Joint Alteration : 1
Failure Mechanism : gravity fall

Workplace : ABC -1 Test Stope
Critical Joint Dip* : 45
Excavation Dip* : 65
Excavation Dip Direction* : 20

* degrees

Sizing

Surface
 Back
 H/W or F/W
 Wall (primary)*
 Wall (secondary)

Stope Dimensions (m)
Stope Width : 10
Stope Height : 50
Stope Strike Length : 100
Pillar Strike Length : 999

* WALL = END, in longitudinal case

Factors
Q' : 50.000 A : 1.000 B : 0.200 C : 2.000 Update

Backward Forward

Permite ingresar el input a partir de una base de datos o manualmente con los valores estimados previamente para un cálculo rápido.

Transverse Stope

Information Stability Graph Bolt Density Bolt Length

Input

Work Place - Sample Stope
Stope Type - transverse
Surface - back
Depth (m) - 10.0
UCS (MPa) - 150.0
RQD - 82.50
Joint Set Number - 9.00
Joint Roughness - 1.50
Joint Alteration - 6.00

Stope Dimensions (m) : Width (W) - 10.00
Height (H) - 40.00
Strike Length (Lo) - 100.00
Pillar Strike Length (Lp) - 999.00
Excavation : Dip Angle (Deg) - 75.00
Dip Direction (Deg) - 100.00
Critical Joint : Dip Angle (Deg) - 50.00
Dip Direction (Deg) - 90.00
Failure Mode - gravity

Output

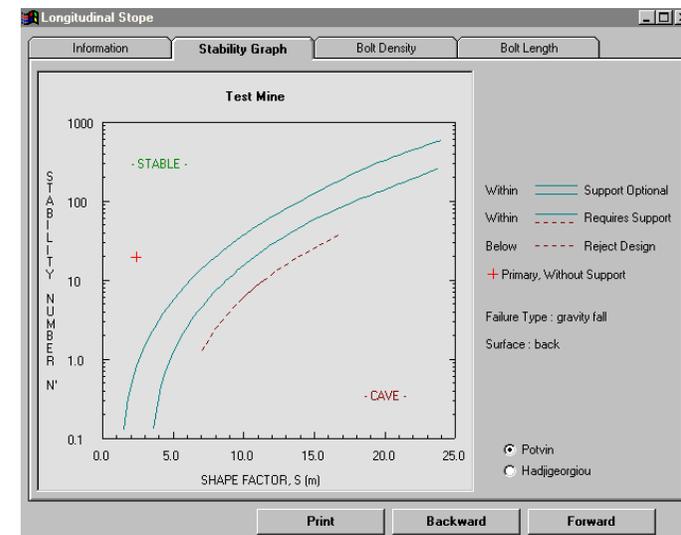
Stability Number, N' - 0.92
Rock Mass Quality, Q' - 2.29
A Factor - 0.100
B Factor - 0.200
C Factor - 2.000

Shape Factor (m) - 4.55
Primary Stopes
Secondary Stopes
4.96

Cable Density Lower Bound - density < 0.1 bolts/m²
(m²/bolt) - cables effective
Upper Bound - cables effective
(m²/bolt) - 4.27
Cables effective
8.97
3.97

Cable Length Upper Bound - cables effective
(m) - 9.2
Cables effective
9.9

Print Backward Forward

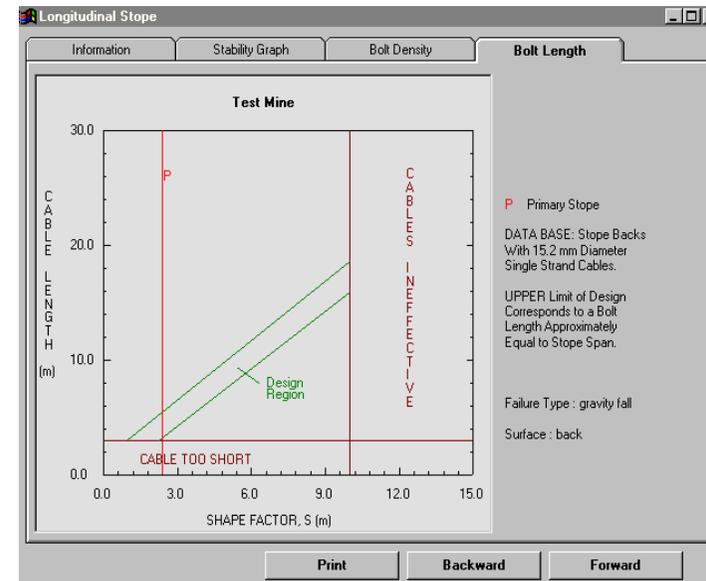
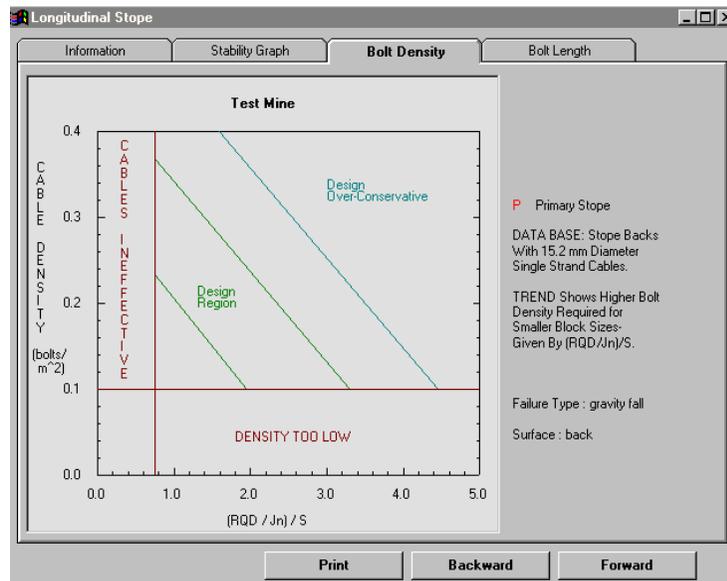


Alternativa para el uso del MGE



DCR Ingenieros S.R.Ltda.
Geomecánica en Minería y Obras Civiles

Software StopeSoft



La estimación del sostenimiento puede obtenerse directamente. Dependerá de los valores adecuados de entrada para el cálculo (RQD , J_n y S)



La estimación de las dimensiones de tajeos es dependiente de la calidad de los datos de la caracterización del macizo rocoso, el arreglo estructural y principalmente del tema del conocimiento de los esfuerzos insitu, de allí la importancia de realizar medición de esfuerzos insitu para su estimación.

Diversos autores en el tiempo han hecho varios análisis con los datos recopilados para la mejora de esta metodología. Las investigaciones han estado principalmente al conocimiento del factor “A” el cual resulta crítico en los cálculos.

En los otros factores (B y C) no hay mayor relevancia en el entendimiento de los mismos. Los ajustes realizados posteriormente, han sido suficientes para que los resultados reflejen la realidad de los casos estudiados.

Diversos autores han encontrado relaciones distintas para el factor “A” pero para algunos situaciones particulares de minas evaluadas, dicho ajustes en muchos casos no reflejan las condiciones reales de los sitios evaluados históricamente por lo que dichos ajustes hallados han sido tratados de modo particular.

La aplicación del método es una herramienta poderosa por lo que su metodología es bastante aceptable en el caso de minas peruanas. Una alternativa para la estimación del factor “A” es usando modelos de elementos finitos 2D como el Phase2.

La estimación del factor “A” mediante modelos numéricos en 3D también han sido desarrollados, como es el caso desarrollado Vallejos, Adeline Delonca & Ernesto Perez en el año 2017, donde analizaron el comportamiento de los esfuerzos en tres dimensiones en los tajeos abiertos para una serie de casos que involucraba condiciones distintas de esfuerzos insitu y diversas geometrías.

Las conclusiones a la que llegaron es que para algunas geometrías había diferencias en el valor encontrado para “A”. En el caso donde el ancho de los tajeos es mayor, la diferencia encontrada está más marcada, y viceversa. En resumen, los modelos 3D conducen a la obtención de un incremento en el número de estabilidad N' lo cual llevaría a un diseño más optimista.

Los métodos empíricos son una herramienta muy utilizada que puede reflejar un primer diseño de tajeos. Esto debe ser condicionada a la realidad de cada mina con la experiencia de casos locales y resultados obtenidos.

02 Manejo de datos geomecánico

2a

Manejo de datos en la aplicación del Método Gráfico de Estabilidad

2b

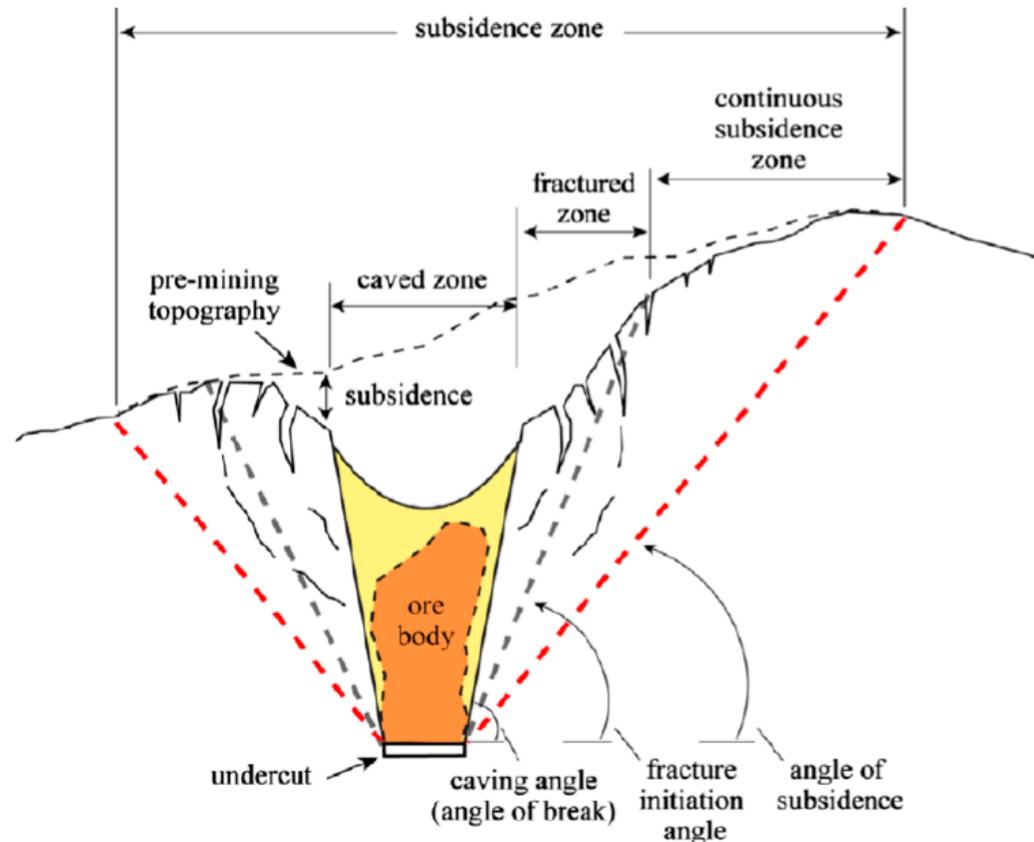
Manejo de datos orientados a un análisis de subsidencia, aplicación práctica



DCR Ingenieros S.R.Ltda.
Geomecánica en Minería y Obras Civiles



Es parte natural de la aplicación de los métodos de hundimiento que la roca sobreyacente al minado en si sufra perturbación del medio rocoso llegando hasta conectar a superficie, denominándose este fenómeno “subsistencia”.



Configuración esquemática del proceso de subsistencia (Van A, 2003)

Planteamiento del caso de aplicación



DCR Ingenieros S.R.Ltda.
Geomecánica en Minería y Obras Civiles

Dentro de los trabajos realizados por DCR se presentó la oportunidad de evaluar las condiciones de evolución del impacto en superficie del minado por el método de Sub Level Caving (SLC), puesto que operacionalmente se contaba con estructuras importantes en superficie el cual se requería asegurar su estabilidad en el tiempo.

Se trató de buscar una respuesta para las condiciones actuales del minado y para ver el comportamiento de estabilidad de dichas estructuras cuando el minado se halle a 200 m más profundo respecto al nivel actual de minado.

El trabajo que se presenta pretende mostrar que a partir de datos reales acumulados en el tiempo los cuales cumplían fines particulares, podemos utilizarlos e integrarlos adecuadamente para buscar la respuesta a esta interrogante, para ello, la ayuda de modelamiento numérico en 3D ha sido oportuno su utilización para tal fin.

Los datos que se tuvieron disponibles para la evaluación de dicho caso fueron los siguientes:

- La topografía de la superficie externa
- El modelo topográfico de la mina
- La geología de la mina
- La clasificación y zonificación geomecánica en los distintos niveles de la mina
- El arreglo estructural del macizo rocoso
- La presencia del agua y la condición de los esfuerzos insitu
- El levantamiento de grietas en superficie registrado en años anteriores
- El levantamiento de grietas en superficie actualizada al momento de la evaluación
- Las observaciones insitu de las grietas
- Datos de monitoreo topográfico superficial de años anteriores
- Datos de monitoreo topográfico superficial de años recientes con nuevos puntos de monitoreo
- Datos de registro inclinométrico y aplomado de los piques
- El reconocimiento del daño en las excavaciones subterráneas (actuales y años anteriores)
- La inspección de rampas principales
- La inspección visual de las condiciones físicas a lo largo del eje de los piques

Recolección de datos



DCR Ingenieros S.R.Ltda.
Geomecánica en Minería y Obras Civiles

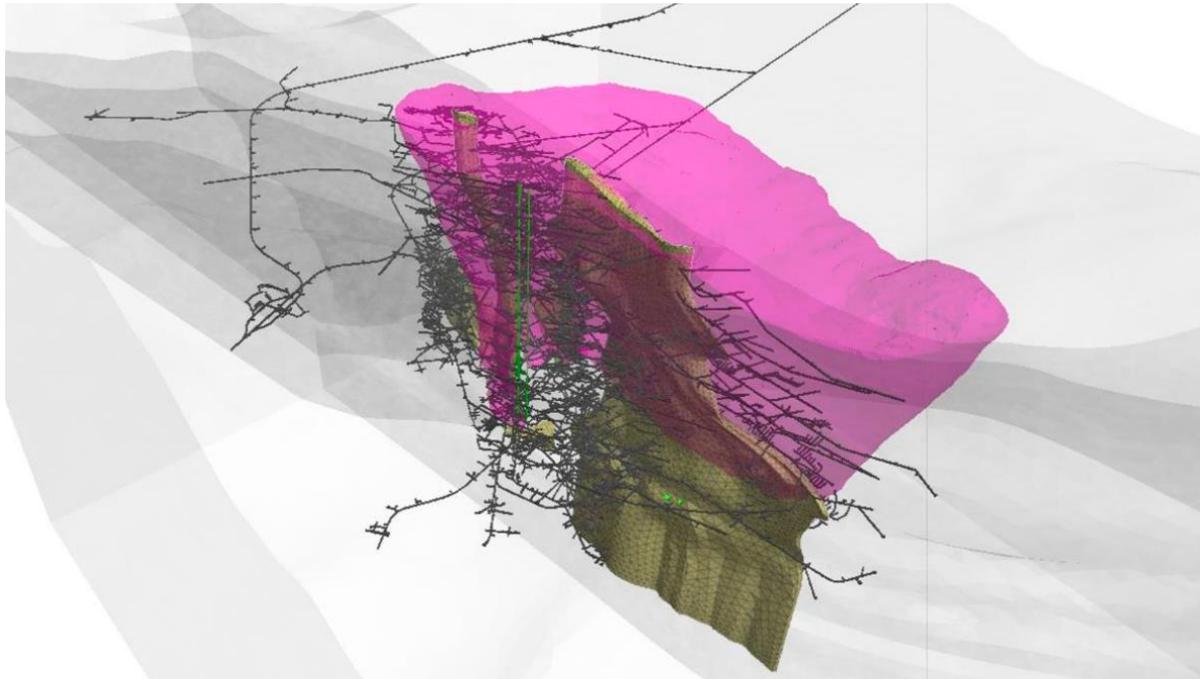
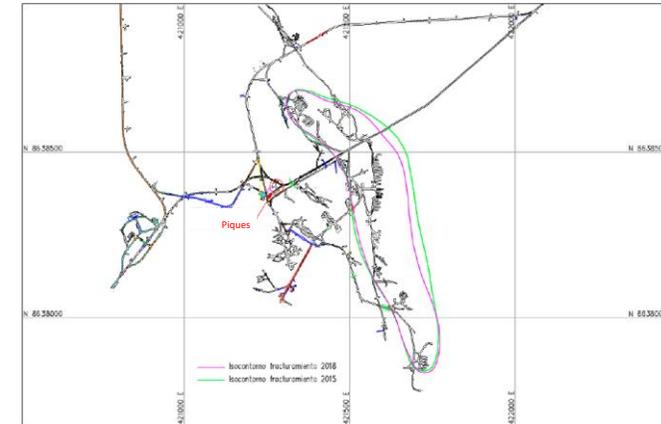
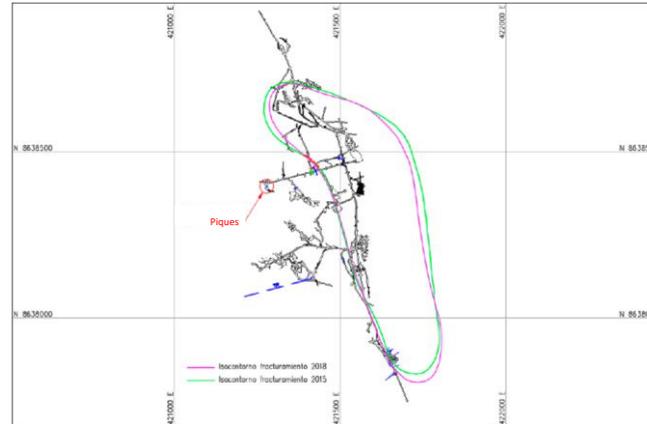
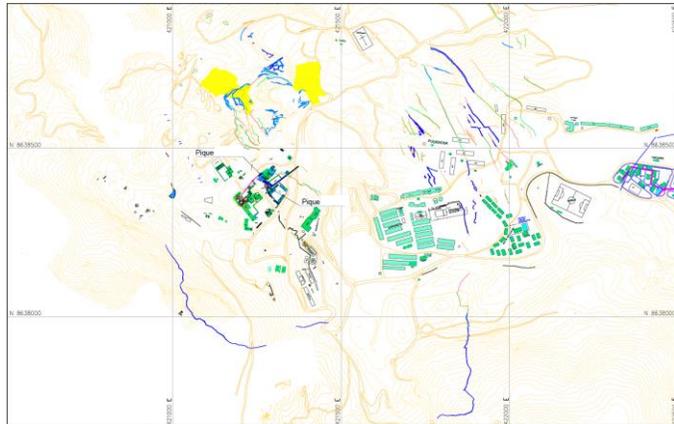
Para la obtención de datos, en una primera etapa se recopiló datos de calidad del macizo rocoso, datos de estructuras (discontinuidades y fallas), las condiciones de agua y esfuerzos, con todos estos datos se completó el modelo geomecánico. Se requería conocer el área de la mina que se hallaba perturbada, así se recorrió las excavaciones subterráneas en los distintos niveles, tal como cruceros, drawnpoint, rampas y piques. Se realizó el levantamiento de las grietas en superficie, se verificó además de modo insitu.



Recolección de datos

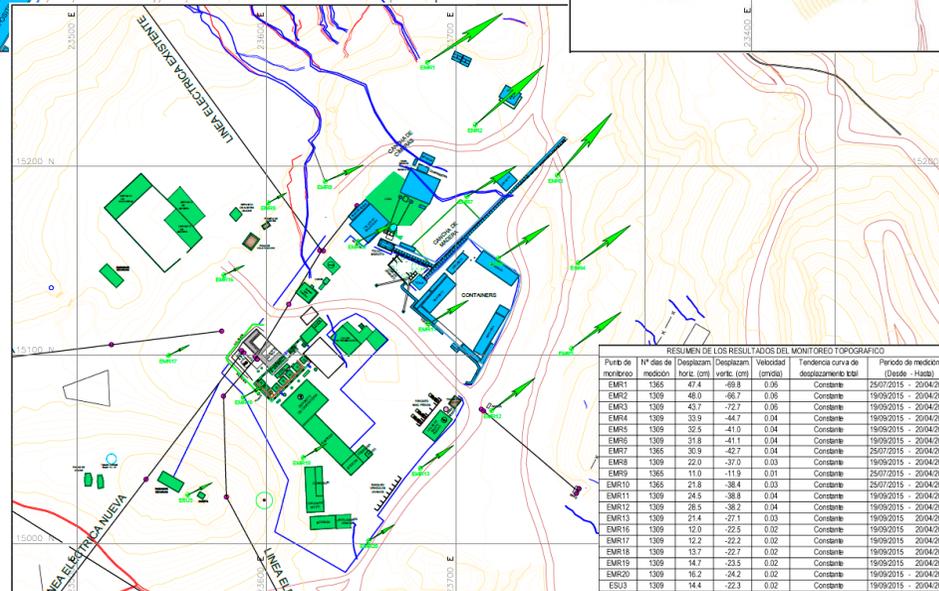
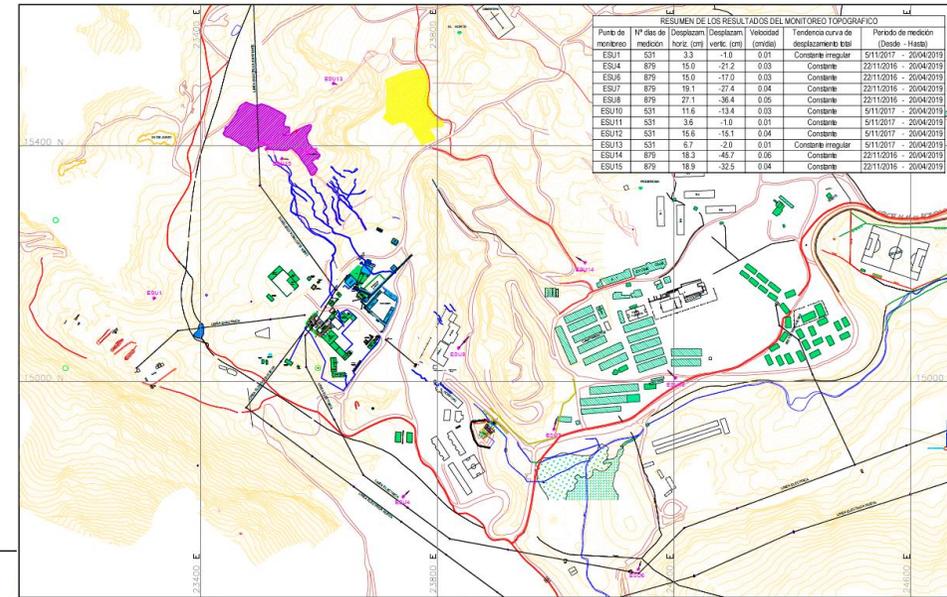
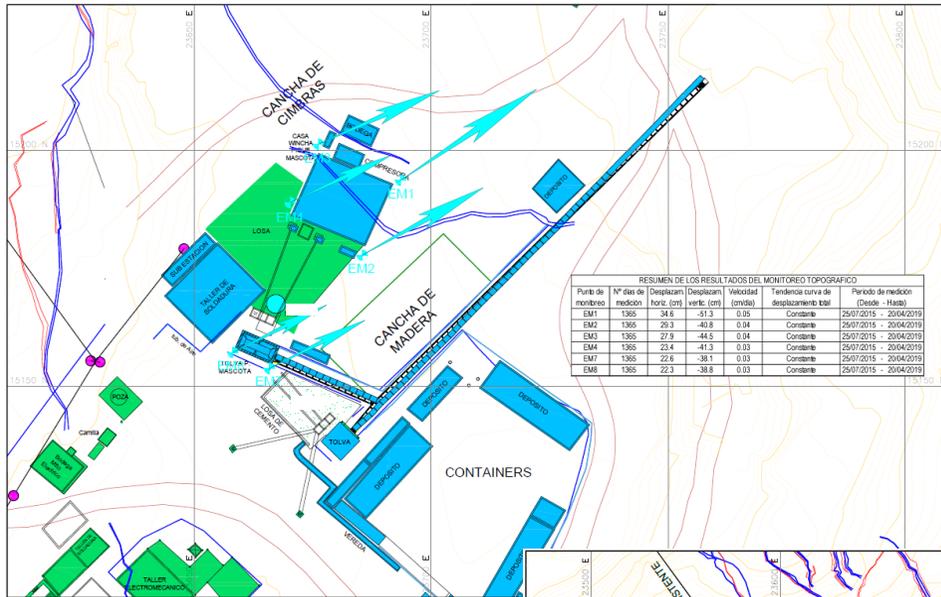


DCR Ingenieros S.R.Ltda.
Geomecánica en Minería y Obras Civiles



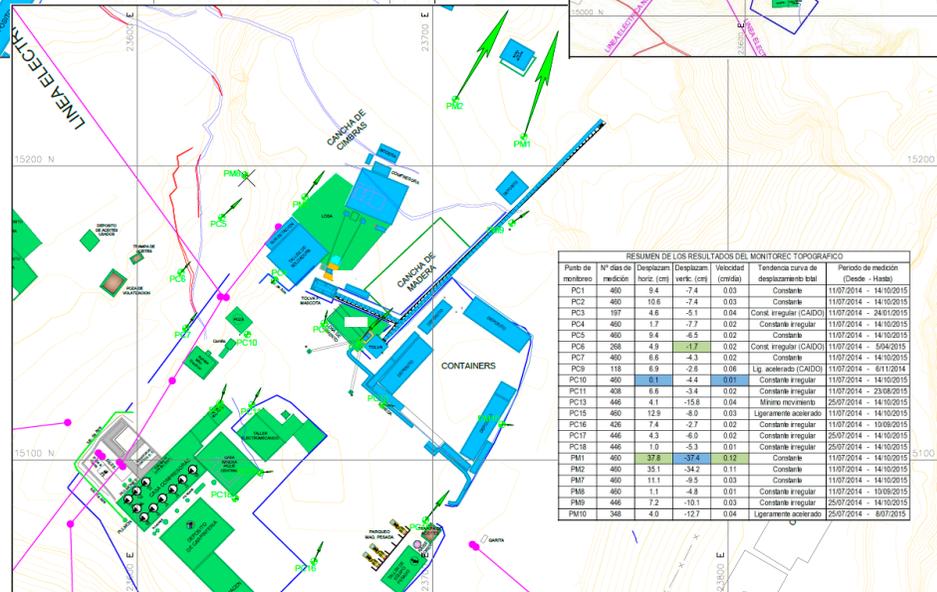
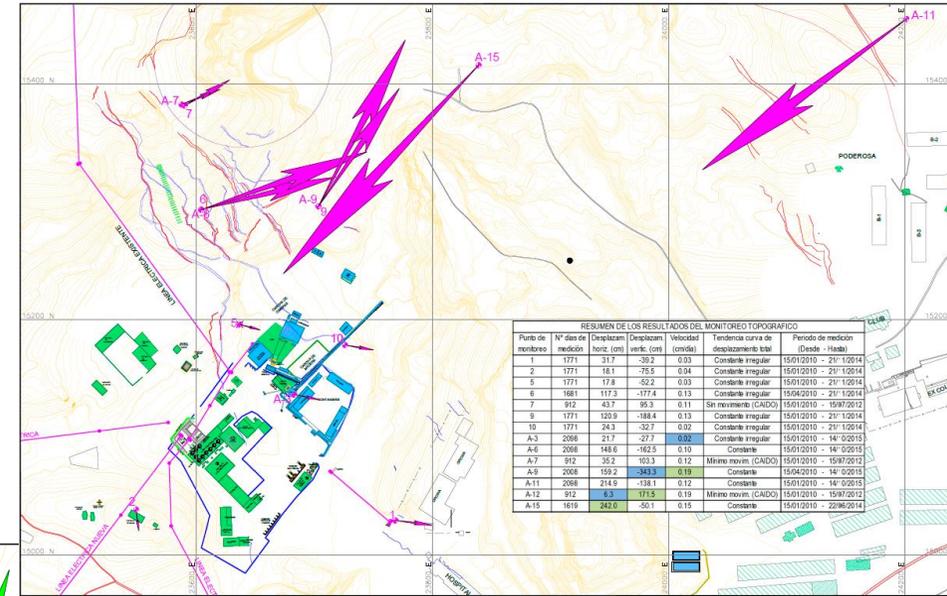
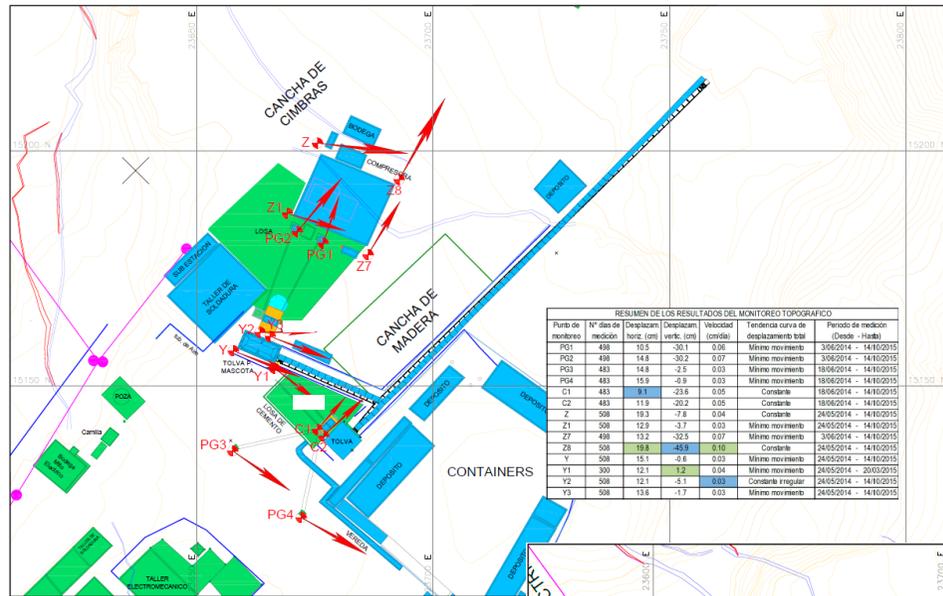
Vista isométrica de la envolvente del cono de fracturamiento

Recolección de datos



Datos y resultados del monitoreo topográfico antiguo

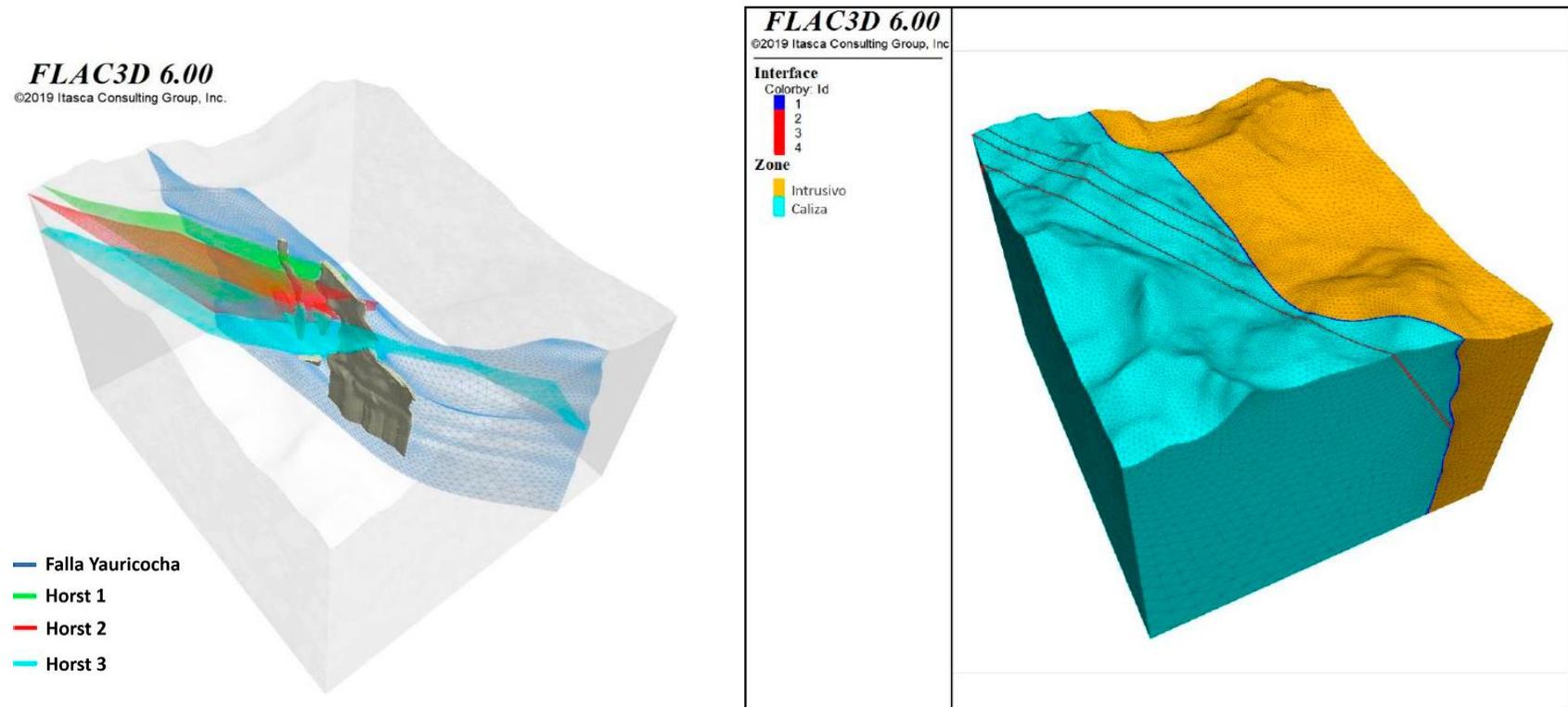
Recolección de datos



Datos y resultados del monitoreo topográfico actual

Modelo numérico realizado

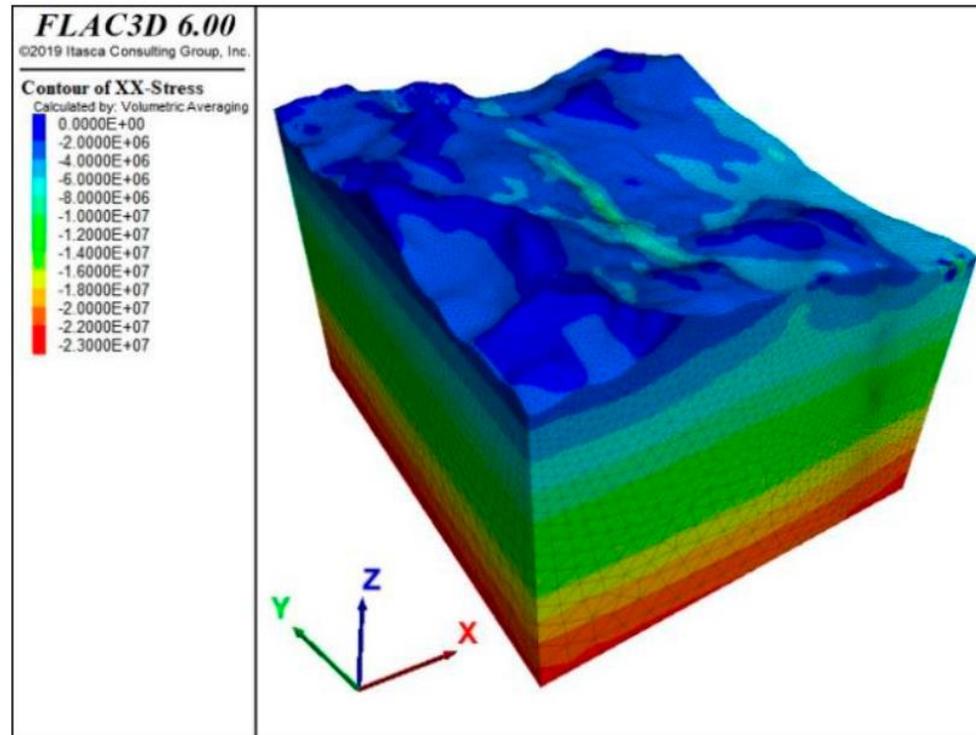
En una primera etapa se realizó la construcción del modelo geométrico teniendo en consideración la topografía y la geología, incluyéndose las fallas principales regionales.



Modelo numérico general de la mina

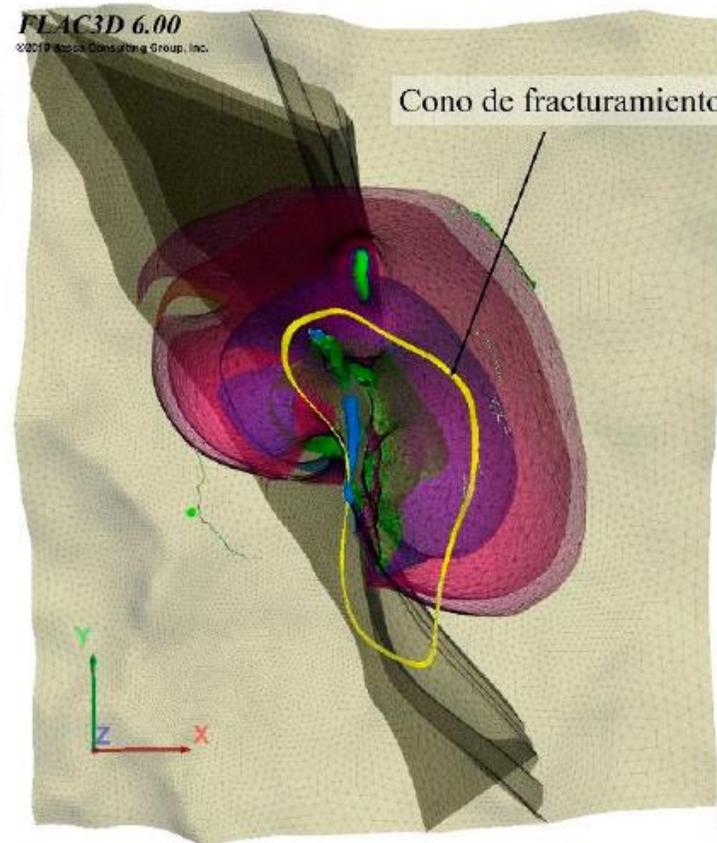
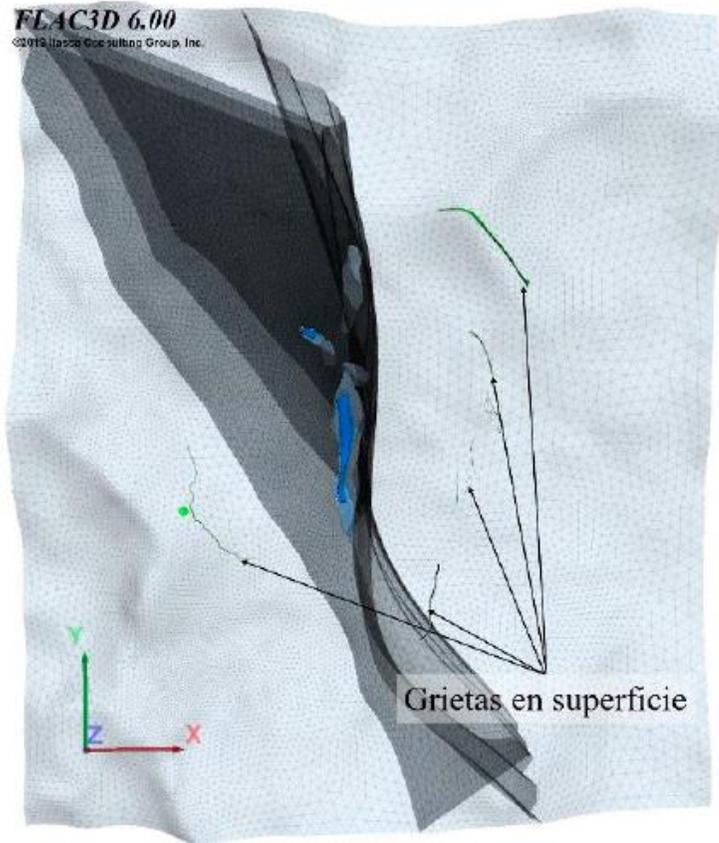
Modelo numérico realizado

En una segunda etapa se tomó en cuenta los parámetros de resistencia del macizo rocoso, así como la introducción de esfuerzos insitu para culminar con la construcción del modelo.



Se definieron los estados de esfuerzos originales

Calibración del modelo numérico



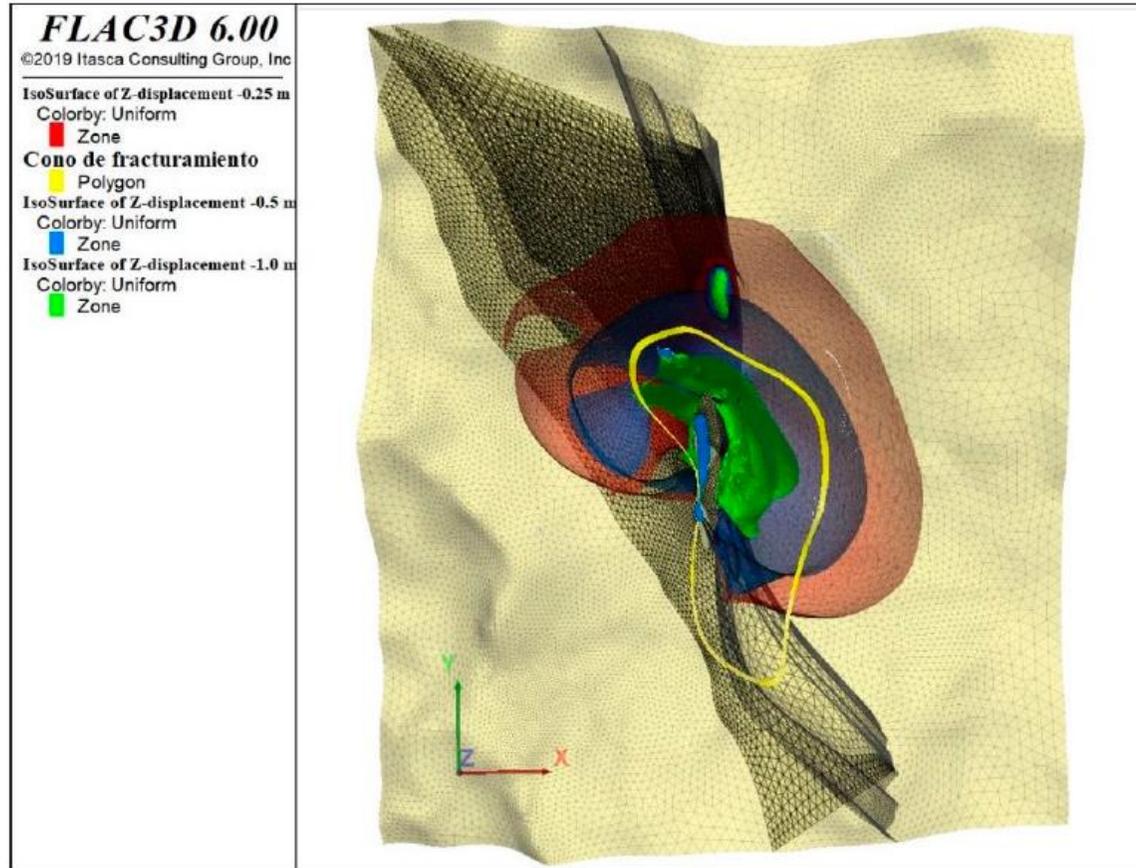
Izquierda: grietas en superficie identificadas en campo.

Derecha: iso-superficies de desplazamientos.
Desplazamientos verticales de 0.20 cm coinciden con las grietas en superficie.



Grietas identificadas en superficie e iso-superficies de desplazamientos.

Calibración del modelo numérico



- Desplome (D) está entre -5 m y -0.75 m de desplazamiento vertical.
- Fracturamiento (F) varía entre -0.75 m y 0.2 m de desplazamiento vertical.
- Subsidencia continua (SC) se encuentra en valores menores a 0.2 m.

El polígono amarillo representa la zona de fracturamiento verificado en campo que coincide con desplazamientos de 1.0 m (superficie verde) aproximadamente.

Conos de desplazamientos de 0.25 m, 0.5 m y 1.0 m en el modelo numérico.

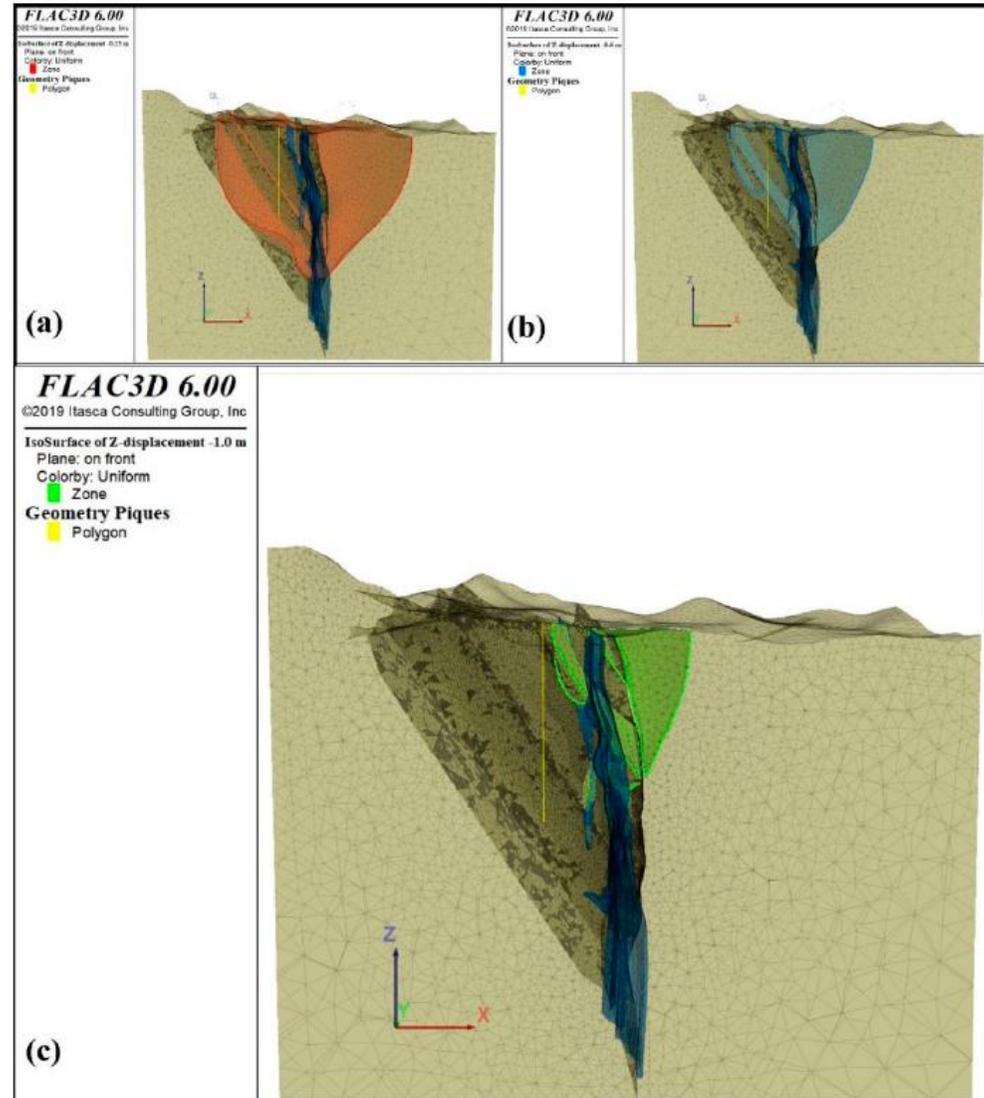
Calibración del modelo numérico

(a) Zona "SC", cono de desplazamientos verticales de 0.2 m en rojo.

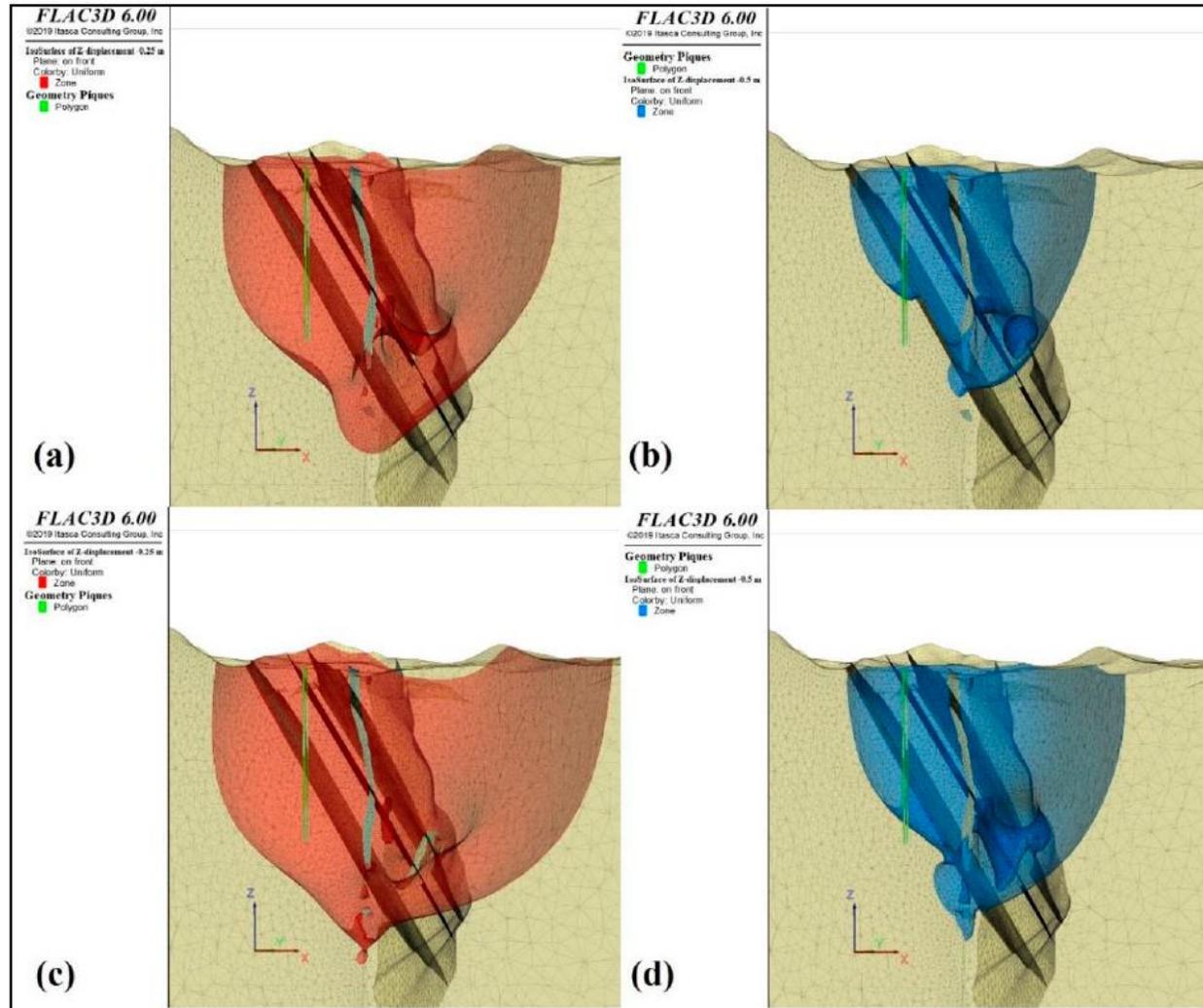
(b) Zona "F" cono de desplazamientos verticales de 0.5 m en azul.

(c) Zona "D" cono de desplazamientos iguales a 1.0 m en color verde.

Simulación numérica del estado actual de la explotación.



Calibración del modelo numérico

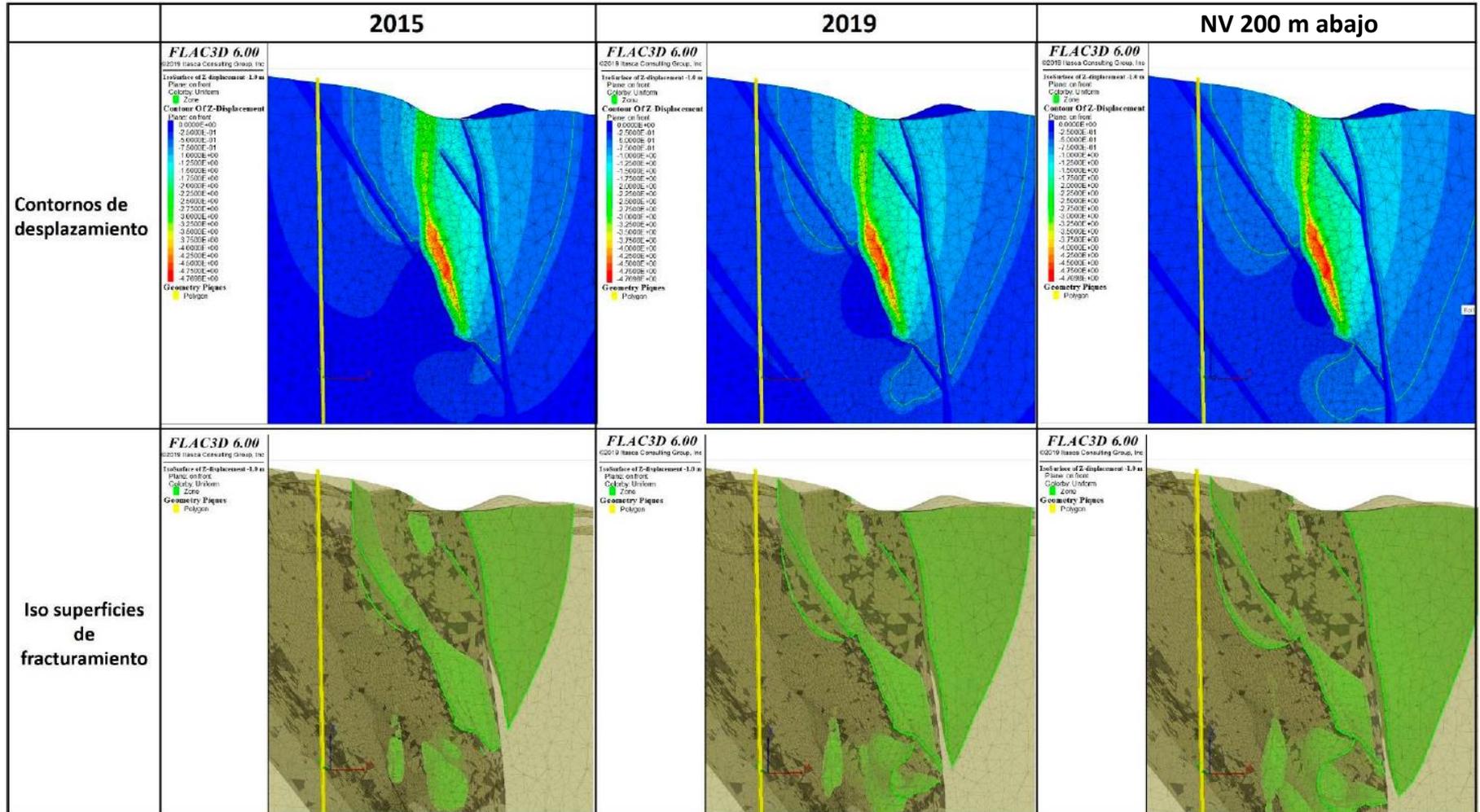


(a) y (b) Conos de desplazamiento de 0.2 y 0.5 m respectivamente en el estado actual.

(c) y (d) Conos de desplazamiento para los de 0.2 y 0.5 m en el minado de 200 m más profundo.

Sección típica mostrando la evolución de las zonas "SC" y "F" desde las condiciones actuales hasta 200 m más abajo

Resultados del análisis



Estado de la zona de fracturamiento en distintas etapas del minado

El grado de afectación debido al desplome del macizo durante el minado del Nivel 1220 (200 m más abajo del nivel actual) se aproxima a 37 m de distancia de los piques, este hecho afectará al menos en los primeros 150 m. Su efecto en el aplomado puede ser la mayor manifestación.

El resumen de resultados de la simulación realizada establece lo siguiente:

- 2015: La distancia de la zona de fracturamiento se encontraba aproximadamente a 70 m, medida en la entrada del pique.
- 2019: La distancia de la zona de fracturamiento se encuentra a aproximadamente 50 m de la entrada del pique.
- Minado futuro Nivel 1220: la zona de fracturamiento se ubicará entre 30 a 40 m de la entrada del pique.

Los resultados del modelo de subsidencia, muestran que las fallas “Horst” no generan gran influencia en el desplazamiento de los piques.

Mejorando los datos del modelo estructural, la condición de esfuerzos con mediciones insitu y nuevos estudios de hidrogeología de la mina, la predicción podría ser mejor mejorada con nuevos modelos numéricos. La calibración previa realizada al modelo muestra aceptada confiabilidad en los resultados.

Conclusiones finales de ambos casos



DCR Ingenieros S.R.Ltda.
Geomecánica en Minería y Obras Civiles

En ambos casos prácticos descritos se ha visto la importancia del manejo de datos cuando son utilizados adecuadamente según los casos particulares de evaluación.

En el *primer caso de aplicación*, hay una incertidumbre en la estimación de un factor (parámetro crítico a conocer) a diferencia de los otros 2 factores, considerando que se tiene información suficiente como input. La confiabilidad de los resultados estará en función de la correcta interpretación en la metodología empleada.

En el *segundo caso de aplicación*, se observa que de la necesidad de dar solución a un problema en particular, la existencia de datos históricos que cumplieron fines particulares, permiten integrarlos con nuevos datos en forma adecuada, permitiendo utilizar criterios válidos en los análisis de subsidencia.

Es de suma importancia que en todo proyecto nuevo u operación minera, la actividad geomecánica debe ser realizada progresivamente, teniendo actualizada toda esta información como base de datos. El uso de los mismos ayudará a análisis posteriores cuando surga la necesidad de tomar decisiones para eventualidades requerimientos de diseños que surgen como producto de la operación minera dinámica.