

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA



TESIS

**Evaluación de la estabilidad Geomecánica del tajeo 2147 en la
recuperación de mineral económico – Unidad Arcata**

Para optar el título profesional de:

Ingeniero Geólogo

Autor: Bach. Eliezer ATENCIO COTRINA

Asesor: Mg. Vidal Víctor CALSINA COLQUI

Cerro de Pasco – Perú – 2019

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA**

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA



TESIS

**Evaluación de la estabilidad Geomecánica del tajeo 2147 en la
recuperación de mineral económico – Unidad Arcata**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Ing. Ramiro Ernesto DE LA CRUZ FERRUZO

PRESIDENTE

Mg. Javier LOPEZ ALVARADO

MIEMBRO

Ing. Eder Guido ROBLES MORALES

MIEMBRO

DEDICATORIA

Dedicado la presente a mis padres, esposa e hijos motores de mi vida; y mi ALMA MATER Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, Facultad de Ingeniería, Escuela de Formación Profesional de Geología, cuna de mi profesión.

Eliezer A.C.

RECONOCIMIENTO

De una forma especial a los representantes de la Compañía Minera HOCHSCHILD MINING por permitirme realizar el presente estudio; mis mentores en la profesión Miguel Monago y Juan Gutierrez.

Asimismo a los docentes de la Escuela de Formación Profesional de Geología por sus comentarios al realizar este trabajo.

No menos importante, agradecer a Dios y mi familia quienes alimentaron e impulsaron mi carrera profesional.

Eliezer A.C.

RESUMEN

En los años 60 el Grupo Hochschild desarrollo la mina Arcata, que se encuentra en el departamento de Arequipa en el Sur de Perú, aproximadamente a 300 km de la ciudad de Arequipa. La compañía comenzó a desarrollar y a preparar la mina Arcata en 1961, y se obtuvo la primera producción de concentrado en 1964. La mina Arcata está conformada por sistemas de vetas epitermales de sulfuración intermedia con presencia predominante de plata y cantidades variables de oro. Las vetas son explotadas mediante métodos convencionales y mecanizados de corte y relleno ascendente.

Durante los últimos años ha venido disminuyendo la producción anual de la mina debido a la disminución de la reserva de mineral; es por ello que se evalúa la recuperación de los puentes pilares dejados en minados de años anteriores.

Palabras Clave: Evaluación de puente, Estabilidad de puente, recuperación de puente

El autor

SUMMARY

In the 60s, the Hochschild Group developed the Arcata mine, which is located in the department of Arequipa in southern Peru, approximately 300 km from the city of Arequipa. The company began developing and preparing the Arcata mine in 1961, and the first concentrate production was obtained in 1964.

The Arcata mine is made up of intermediate sulphuration epithermal vein systems with a predominant presence of silver and varying amounts of gold. The veins are exploited by conventional and mechanized methods of cut and fill up. During the last years the annual production of the mine has been decreasing due to the decrease in the reserve of ore; that is why the recovery of the pillar bridges left in mines from previous years is evaluated.

Keyword: Pillar evaluated, pillar recovery

The author

INTRODUCCIÓN

El propósito esencial de esta investigación es proponer un método de extracción de mineral económico con una estabilidad necesaria, utilizando los parámetros geomecánicos, donde debe primar el equilibrio entre la estabilidad de la excavación y la rentabilidad, el último es esencial porque es necesario recuperar el mineral económico de la mina Arcata.

Para tener una buena estabilidad de las labores subterráneas es necesario no sobre dimensionar y no afectar la rentabilidad, que nos obliga a extraer el máximo tonelaje de mineral de la mina.

Para un dimensionamiento óptimo del tajeo se debe tener en cuenta lo siguiente:

- Máxima extracción del mineral
- Buena estabilidad de las labores subterráneas.
- Producir más y al más bajo costo posible.

ÍNDICE

DEDICATORIA

RECONOCIMIENTO

RESUMEN

SUMMARY

INTRODUCCIÓN

INDICE

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1 IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACION DEL PROBLEMA	1
1.2 DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	1
1.3 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	2
1.3.1 PROBLEMA GENERAL	2
1.3.2 PROBLEMAS ESPECIFICOS	2
1.4 FORMULACIÓN DE OBJETIVOS	2
1.4.1 OBJETIVO GENERAL.....	2
1.4.2 OBJETIVOS ESPECIFICOS.....	2
1.5 JUSTIFICACION DE LA INVESTIGACIÓN.....	3
1.6 LIMITACIONES DE LA INVETIGACIÓN.....	3

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1 ANTECEDENTES DE ESTUDIO.....	4
2.2 BASES TEORICAS – CIENTÍFICAS.....	4
A. CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO.....	5
B. METODOS DE ESTABILIDAD GRÁFICOS.....	7
C. EFECTO DE ESFUERZOS INDUCIDOS EN ESTABILIDAD	222
D. OBTENCIÓN DE ESFUERZOS INDUCIDOS EN PAREDES PARA MÉTODOS DE ESTABILIDAD	29

2.3 DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS.....	34
2.4 FORMULACIÓN DE HIPOTESIS	35
2.4.1 HIPOTESIS GENERAL	35
2.4.2HIPOTESIS ESPECÍFICAS	35
2.5 IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES	35
2.6 DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES E INDICADORES	35

CAPITULO III

METODOLOGIA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1 TIPO DE INVESTIGACION	37
3.2 METODOS DE INVESTIGACION.....	37
3.3 DISEÑO DE LA INVESTIGACION	40
3.4 POBLACION Y MUESTRA	40
3.5 TECNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCION DE DATOS	400
3.6 TECNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANALISIS DE DATOS	40
3.7 TRATAMIENTO ESTADISTICO	40
3.8 ORIENTACIÓN ÉTICA	41

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO DE CAMPO	42
4.1.1 ACCESO Y UBICACIÓN	42
4.1.2 TOPOGRAFÍA Y FISIOGRAFÍA	43
4.1.3 DRENAJE	44
4.1.4 CLIMA.....	44
4.1.5 VEGETACIÓN	44
4.1.6 FAUNA	44
4.1.7 GEOMORFOLOGIA	¡Error! Marcador no definido.
4.1.8 GEOLOGIA REGIONAL	45
4.1.9 ESTRATIGRAFÍA	477
4.1.10 GEOLOGÍA LOCAL	51
4.1.11 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	56
4.1.12 GEOLOGÍA ECONOMICA.....	58
4.2 PRESENTACIÓN, ANALISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS...	60

4.2.1 CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO.....	61
4.2.2 ANALISIS DE LA MODALIDAD DE FALLA	63
4.2.3 EVALUACIÓN DEL TIEMPO DE AUTO SOPORTE.....	64
4.2.4 ANALISIS METODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD	65
4.2.5 ANALISIS POR NUMERO DE ELEMENTOS FINITOS – PHASES2 .	711
4.3 PRUEBA DE HIPOTESIS	744
4.4 DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	744

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFIA

ANEXOS

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

El presente estudio es importante porque determinaremos la estabilidad del tajeo para que permita continuar con las operaciones mineras, permitiendo que la unidad minera logre sus metas de planificación en la extracción de minerales económicos bajo condiciones estables.

1.2. IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA

Para que las operaciones mineras en la Unidad de Arcata continúen, se deben realizar trabajos de recuperación de puentes y pilares antiguos que han sido dejados por minados anteriores, las reservas por encima del nivel 4400 se han agotado, en este trabajo de investigación se realiza la evaluación geomecánica del puente para determinar su recuperación económica en el tajeo 2147.

Se requiere determinar la estabilidad geomecánica del puente del tajeo en mención para que exista condiciones de seguridad y continúe el normal funcionamiento de los procesos de extracción de minerales.

Determinaremos la resistencia del macizo rocoso de la Mina Arcata, los índices geomecánicos, identifican condiciones poco estables durante la excavación.

De acuerdo a las evaluaciones geomecánicas, la roca de ambas cajas son competentes a diferencia de la veta que presenta rocas de muy mala calidad, pudiendo ser la causa de desprendimiento de roca durante el minado.

Por lo tanto es importante analizar las características del macizo rocoso de los tajeos donde se va recuperar los puentes de mineral.

Para determinar la estabilidad geomecánica se realizara los procedimientos necesarios para determinar el método más adecuado de la extracción de los minerales económicos.

1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.3.1. PROBLEMA GENERAL

¿La evaluación de la estabilidad geomecánica del tajeo 2147 determinará la recuperación de mineral económico en la Unidad Arcata?

1.3.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS

- ¿Cuáles son los parámetros geomecánicos del tajo 2147?
- ¿Cuáles son las condiciones geológicas del tajo 2147?

1.4. FORMULACIÓN DE OBJETIVOS

1.4.1 OBJETIVO GENERAL

Evaluar la estabilidad geomecánica del tajeo 2147 para la recuperación de mineral económico en la Unida Arcata.

1.4.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

Evaluar los parámetros geomecánicos del tajeo 2147.

Evaluar las estructuras y mineralización del tajeo 2147.

1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

Para que el yacimiento minero de Arcata continúe con sus operaciones es necesario realizar la recuperación de puentes dejados en la operación minera antigua, de la presente investigación se realiza la evaluación geomecánica del tajeo 2147 para determinar su estabilidad en la extracción del mineral económico.

1.6. LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN

Los resultados del presente estudio solo se aplican para la zona de estudio, sirviendo como fuente de información para similares estudios.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DE ESTUDIO

Existen diversos trabajos realizados:

En la tesis de Ojeda Ccamaque, W. “Implementación del método de Explotación de Taladros largos para la recuperación de Pilares, rellenos antiguos y mineral insitu en la Unidad operativa Arcata”, nos muestra los tipos de explotación que se realizan en la unidad minera resaltando la resistencia del macizo rocoso.

En el Perú se tiene aplicaciones múltiples empleando el método gráfico, de la Evaluación geomecánica para el dimensionamiento de labores subterráneas.

2.2. BASES TEÓRICAS – CIENTÍFICAS

Los resultados del presente proyecto están encaminados a la caracterización geomecánica del macizo rocoso y la estructura mineralizadas, mediante la recopilación de datos en campo e información geológica.

A. CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

Los sistemas de clasificación fueron desarrollados a partir de la necesidad de unificar y cuantificar las características de un macizo en un indicador que permitiera a geomecánicos hablar un lenguaje común. Los principales indicadores combinan mediciones de roca intacta con características de discontinuidades para asignar un puntaje al macizo rocoso con el cual se puede saber que tan competente es éste. Los sistemas también permiten relacionar experiencia de condiciones de rocas de un sitio a otro y derivar datos cuantitativos y guías para el diseño ingenieril. La Tabla muestra los principales sistemas de clasificación utilizados en el área de la geomecánica, posteriormente solo se detallarán el sistema Q (Barton et al. 1974) ya que es utilizado por los métodos de estabilidad gráficos sobre los cuales se hablará en la siguiente sección.

Sistema	Autor	Descripción
RQD (Rock Quality Designation)	(Deere et al. 1966)	Mide largos de trozos recuperados mayores a 10 cm, dividido por el largo total del testigo.
RMR (Rock Mass Rating)	(Bieniawski 1974)	Integra sumas de puntajes por: UCS, RQD, espaciamiento, condición y orientación de discontinuidades y aguas subterráneas.
MRMR (Mining Rock Mass Rating)	(Laubscher 1977)	Agrega al RMR, esfuerzos in-situ e inducidos y efectos de tronadura y alteración
GSI (Geological Strength Index)	(Hoek 1994)	Desarrollado para escalar la resistencia del macizo rocoso de acuerdo al criterio Hoek&Brown.
Q (Rock Tunneling Index)	(Barton, Lien and Lunde 1974)	Se describe a continuación.

Tabla 1: Principales sistemas de clasificación de macizo rocoso (Fuenzalida 2014)

SISTEMA DE CLASIFICACIÓN BARTON ET. LA

Barton, Lien y Lunde (1974) del instituto geotécnico noruego desarrollaron la clasificación NGI que define el sistema de clasificación de macizo Q.

El Q de Barton puede tomar valores entre 0.001 (para suelo excepcionalmente malo) a 1000 (para macizos rocoso excepcionalmente buenos) y está compuesto de 6 parámetros independientes, cada uno tiene asociado un puntaje los cuales pueden ser estimados realizando mapeos sobre superficies expuestas del macizo. El índice Q puede ser calculado utilizando la siguiente expresión:

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

Ecuación 1: Sistema de clasificación Q (Barton, Lien and Lunde 1974)

El cociente (RQD/J_n) representa el grado de fracturamiento y el tamaño de los bloques que forman el macizo. El cociente J_r/J_a toma en cuenta la resistencia al corte de las juntas. Mientras que (J_w/SRF) representa el efecto de los esfuerzos y la presencia de agua en el macizo rocoso. Los factores individuales se describen a continuación.

- *RQD*: Rock Quality designation, mide el largo de trozos de roca intacta mayores a 10 cm, en un metro.

J_n: Número de sistemas de discontinuidades, cuantifica el efecto del número de sistemas de discontinuidades en el macizo.

J_r: Número de rugosidad, caracteriza la forma y la irregularidad de la superficie de las discontinuidades.

J_a: Número de alteración, Considera la presencia de relleno y la condición de la superficie de las juntas.

J_w : Número de agua en discontinuidades, toma en cuenta la presencia de presión de agua en el macizo.

SRF : Factor de reducción por esfuerzos, toma en cuenta la influencia del campo de esfuerzos subterráneo aplicado sobre el macizo.

Finalmente la Tabla muestra la clasificación de macizo según el rango de puntaje de Q.

Rango Q		Macizo Rocosos
0.001	0.01	Excepcionalmente Pobre
0.01	0.1	Extremadamente Pobre
0.1	1	Muy Pobre
1	4	Pobre
4	10	Regular
10	40	Bueno
40	100	Muy Bueno
100	400	Extremadamente Bueno
<u>400</u>	<u>1000</u>	<u>Excepcionalmente Bueno</u>

Tabla 2: Clasificación de macizo rocoso mediante el índice Q

B. MÉTODOS DE ESTABILIDAD GRÁFICOS

Existen distintos tipos de excavaciones subterráneas tales como: caserones con y sin acceso de personal, chimeneas, túneles mineros, túneles de carreteras, cavernas para almacenamiento de residuos nucleares, etc. Para la ejecución de cualquiera de estas obras es necesario contar con métodos de diseño que se adapten a diferentes contextos

geomecánicos y que cuenten con cierto grado de confiabilidad dependiendo del uso.

El desarrollo de sistemas de clasificación de macizo rocoso jugó un rol importante en la historia de la geomecánica aplicada. Los primeros sistemas: el Sistema RMR (Bieniawski 1974) y el sistema Q (Barton, Lien and Lunde 1974), dividieron el macizo rocoso en distintos parámetros cuantificables caracterizando las propiedades del macizo. Esto entregó por primera vez un lenguaje común para la recolección sistemática de información geotécnica en distintos escenarios geológicos además de hacer posible el desarrollo de modelos empíricos para la predicción de la estabilidad de excavaciones subterráneas.

Esta sección se centrará en la revisión de los principales métodos utilizados en el diseño de caserones abiertos. Estos métodos han sido largamente utilizados y actualizados por más de tres décadas desde el desarrollo de la primera metodología propuesta por Mathews (Mathews et al. 1981).

Los métodos de estabilidad gráficos corresponden a una herramienta empírica de diseño en donde se relacionan el tamaño de la geometría excavada con la competencia del macizo rocoso junto con una definición de estabilidad. La Figura muestra un esquema general de un gráfico de estabilidad empírico el cual está compuesto de un conjunto de datos históricos de los cuales se posee información de la calidad de macizo, geometría y condición de estabilidad. Se identifican casos históricos estables e inestables según el criterio utilizado en la recolección de datos.

Una vez graficados los datos es posible identificar una frontera que divide las zonas de influencia de los casos estables de los inestables.

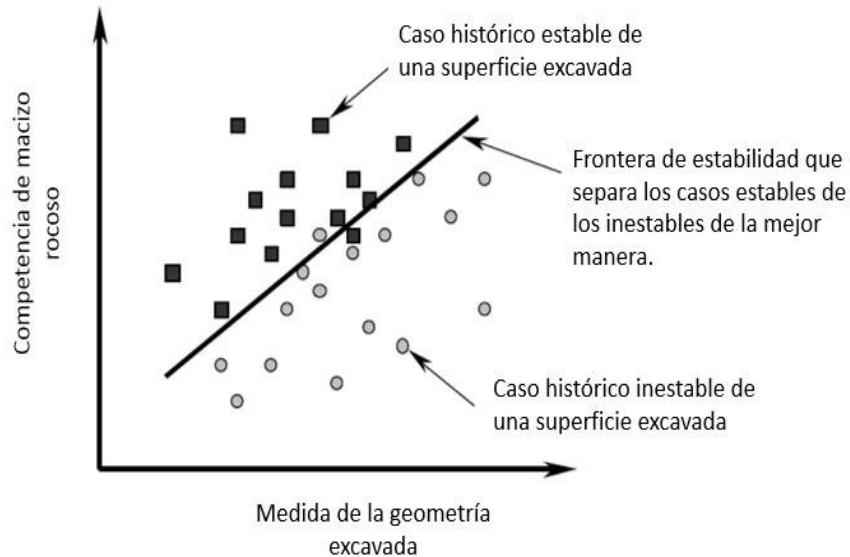


Figura 1: Esquema general de gráfico de estabilidad empírico, Modificado de (Mawdesley 2002)

La medida de la geometría excavada se mide comúnmente utilizando el radio hidráulico el cual corresponde a cuantifica la extensión de la superficie relativa a su forma.

$$Rh = \frac{\text{Área}_{pared}}{\text{Perímetro}_{pared}}$$

Ecuación 2: Factor de forma o Radio hidráulico

Por su parte la competencia del macizo rocoso es evaluada comúnmente utilizando un sistema de clasificación de macizo (Q de Barton o RMR de Laubsher por ejemplo) junto con otros factores de ajuste relevantes para la estabilidad de la excavación los cuales varían dependiendo de la metodología empírica utilizada.

HISTORIA DEL MÉTODO DE ESTABILIDAD GRÁFICO

Desde el primer gráfico propuesto por Mathews et al. (1981) hasta la fecha, diversos autores han presentado actualizaciones o cambios a la metodología de manera de mejorar la capacidad de predicción de los gráficos de estabilidad.

Las actualizaciones del gráfico de estabilidad han sido principalmente orientadas a la recolección de casos históricos de caserones explotados. En su primera versión el gráfico contaba con 26 casos, mientras que la base de datos más reciente cuenta con 485 casos provenientes de diferentes faenas a lo largo del mundo. Por su parte los cambios más relevantes se han enfocado a resolver las limitaciones de los distintos factores. Sin embargo a lo largo de los años no ha existido un consenso general con respecto a cuál de los gráficos de estabilidad utilizar. De acuerdo a Suorineni (2010) algunos autores prefieren el gráfico de estabilidad original desarrollado por Mathews argumentando que no hay una diferencia significativa entre factores recalibrados y los originales.

Periodo	Desarrollos	Autor
1980-1985	Introducción del Gráfico de Estabilidad: 26 casos históricos.	Mathews et al.
1985-1990	Calibración de factores de ajuste y fronteras: 175 casos históricos.	Potvin.
1990-1995	Redefinición de zonas de transición. Primera definición parcial estadística de las fronteras.	Nickson.
1995-2000	Redefinición de las zonas de transición.	Stewart y Forsyth.
	Segunda definición parcial estadística de las fronteras.	Hadjigeorgoiu et al.

Tabla 3: Principales modificaciones y mejoras del gráfico de estabilidad, Modificado de (Suorineni 2010)

METODOLOGÍA DE MATHEWS

Mathews et al. (1981) desarrolló el primer gráfico de estabilidad empírico. El estudio abarcó la recolección de información geométrica y geotécnica de 26 caserones explotados a más de 1000 metros de profundidad.

La Figura 2 muestra el gráfico desarrollado por Mathews et al (1981) en donde se identifican 2 fronteras de estabilidad que dividen el gráfico en 3 zonas:

Zona estable: La excavación se mantiene en buen estado sin utilización de soporte, o sólo con necesidad local de soporte.

Zona potencialmente inestable: La excavación presenta falla localizada, pero tiende a formar arcos mecánicos estables. Sumando la utilización de soporte puede disminuir el riesgo de falla.

Zona de potencial hundimiento: La excavación falla y no logra estabilizarse antes del relleno de toda la cavidad.

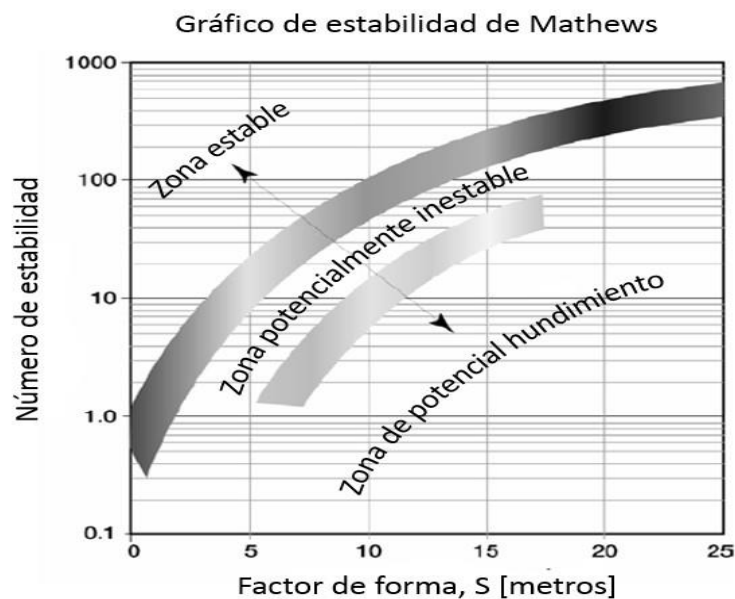


Figura 2: Gráfico de estabilidad de Mathews et al. (1981), modificado de (Stewart 2005)

Para ubicar los casos históricos en este gráfico es necesario el desarrollo de 2 factores propuestos por la metodología de Mathews:

Factor de forma o Radio hidráulico: Definido como la razón entre el área y el perímetro de la superficie.

Número de estabilidad N: Combina distintos factores geotécnicos para cuantificar la capacidad de una superficie para mantenerse estable. El número de estabilidad puede calcularse mediante la Ecuación 3, donde A, B y C son factores que toman en cuenta el estado de esfuerzos inducidos, la orientación de los sets de discontinuidades y la gravedad, respectivamente, mientras que Q' corresponde a una modificación del sistema de clasificación de macizo rocoso Q (Barton 1974), en donde los factores SRF y J_n adquieren un valor de 1.

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

Ecuación 4: Número de estabilidad, N

El factor de esfuerzos A reemplaza al factor SRF del Sistema de clasificación Q y está basado en la razón entre la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta (σ_{UCS} [Mpa]) y el máximo esfuerzo inducido actuando paralelo a la superficie (σ_i [Mpa]). El factor B considera la orientación del set estructural más crítico relativo a la orientación de la superficie del caserón. Finalmente el factor C está basado en el efecto que ejerce la gravedad sobre la estabilidad de la superficie del caserón. Finalmente, el Factor C representa el ajuste por inclinación de las paredes y es calculado gráficamente a través de la inclinación de la pared en

evaluación. La Figura muestra los gráficos utilizados para realizar el cálculo de estos factores.

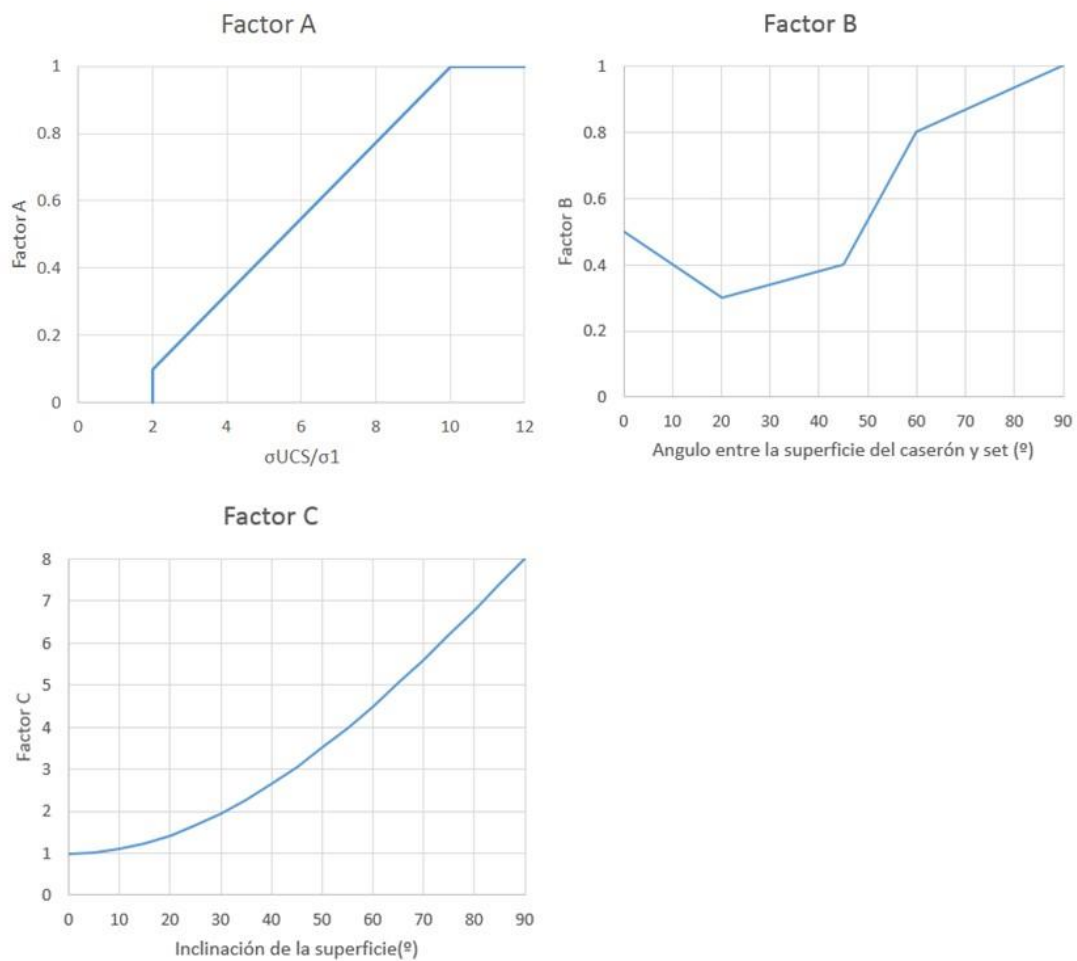


Figura 3: Factores de ajuste de Mathews et al. (1981)

Steward y Forsyth (1995) actualizaron la base de datos original convirtiendo los casos históricos del gráfico de estabilidad modificado al número de estabilidad de Mathews (N) y graficándolos en el gráfico de estabilidad de Mathews. Basándose en estos nuevos casos Steward y Forsyth (1995) delinearon nuevas fronteras en el gráfico de estabilidad de Mathews, sin embargo, los autores advirtieron que los nuevos límites fueron trazados “a mano” sin la utilización de un procedimiento riguroso.

La Figura muestra el gráfico de estabilidad desarrollado por Steward y Forsyth en donde se delimitan 4 zonas de estabilidad:

- Potencialmente estable: Las superficies se encuentran totalmente soportadas sin la necesidad de refuerzo, con una mínima dilución (<10%).

Potencialmente inestable: Superficies requieren cierto tipo de soporte. La extensión del soporte determinará la falla asociada a dilución (10 a 30%).

Potencial falla mayor: Superficies requieren refuerzo extensivo (dilución mayor a 30%).

Potencial hundimiento: En esta zona el refuerzo no es útil ya que las superficies continuaran fallando hasta que no existan espacios abiertos remanentes o la falla haya conectado con la superficie.

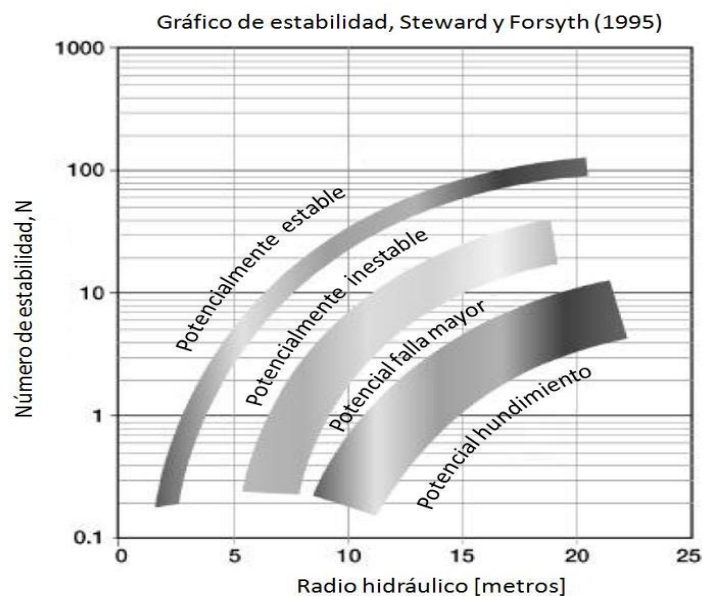


Figura 4: Gráfico de estabilidad Steward y Forsyth (1995) modificado de (Mawdesley 2002)

Los usuarios del gráfico original de Mathews indicaban que el método no era capaz de determinar de manera correcta la extensión del nivel de hundimiento para minas explotadas mediante block caving, es decir, la frontera no entregaba áreas lo suficientemente extensas para propagar el hundimiento (Stewart and Forsyth 1995). Al comparar el gráfico de Mathews con el de Stewart y Forsyth es posible apreciar que la zona de potencial hundimiento, en este último, se encuentra ubicada a radio hidráulicos mayores y N menores esto fue obtenido utilizando una aproximación del gráfico de (Laubscher 1990) el cual refleja de buena manera casos históricos de block caving.

Autores como (Trueman et al. 2000) y (Mawdesley et al. 2001) extendieron el gráfico de estabilidad original de Mathews incrementando el número de casos históricos desde 176 a 485, todos los nuevos casos fueron calculados a partir de los factores de ajuste originales propuestos por Mathews et al. (1981). Por su parte 100 de los casos modificados y agregados desde el gráfico de Potvin (1988) por Stewart y Forsyth (1995) fueron desechados debido a que no poseían información consistente.

Mawdesley (2001) llevó a cabo regresiones logísticas a la base de datos extendida para delinear las zonas de estabilidad de manera estadística (Figura 11) y para determinar líneas de isoprobabilidad para escenarios estables, falla menor y falla mayor, muestra curvas de isoprobabilidad para el caso estable). Una de las ventajas en el uso de regresiones logísticas es que la incerteza en la aplicación del método de Mathews puede ser cuantificada dentro de un amplio rango de geometrías de caserón y condiciones de macizo rocoso lo cual no era posible anteriormente.

El gráfico de estabilidad extendido de Mathews posee una escala logarítmica tanto el eje horizontal como el vertical ya que ofrece una imagen más clara de las zonas. Las fronteras estable-falla y falla-falla mayor quedan definidas por las siguientes funciones (Mawdesley 2002):

$$\ln(N) = -1.56 + 1.82 \cdot \ln(RH)$$

Ecuación 5: Frontera estable-falla

$$\ln(N) = -7.01 + 1.82 \cdot \ln(RH)$$

Ecuación 6: Frontera falla-falla mayor

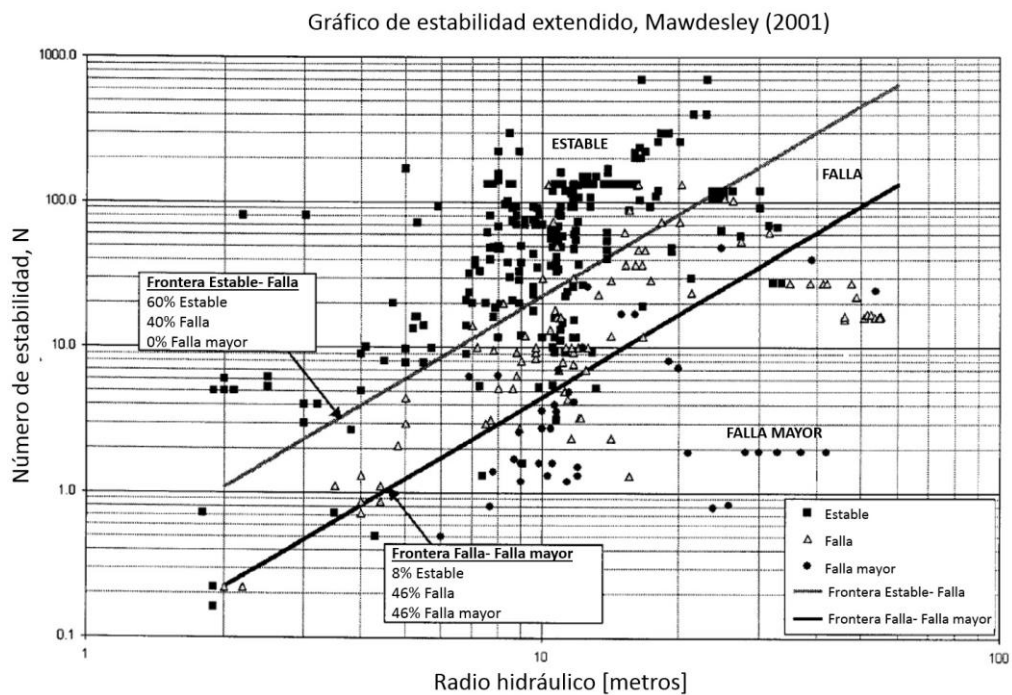


Figura 5: Gráfico de estabilidad extendido, modificado de (Mawdesley, Trueman and Whiten 2001)

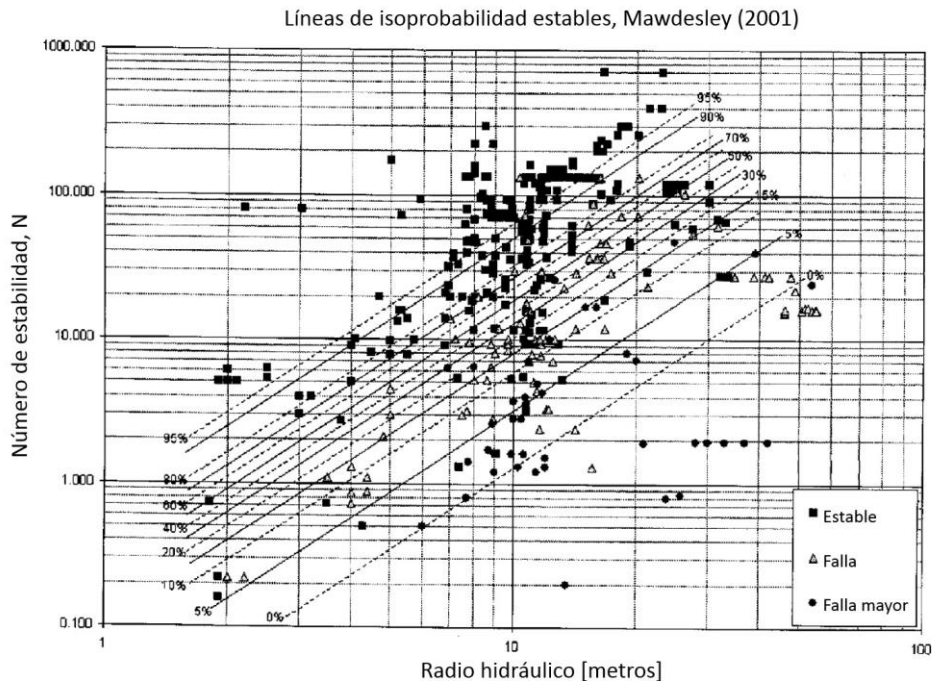


Figura 6: Líneas de isoprobabilidad estables, modificado de (Mawdesley, Trueman and Whiten 2001)

METODOLOGÍA DE POTVIN

Potvin (1988) propuso un gráfico de estabilidad modificado del gráfico original de Mathews. El objetivo Principal de su estudio fue desarrollar un modelo geomecánico valido que pudiera predecir la estabilidad de caserones abiertos en el contexto geológico canadiense, para esto Potvin se basó en 176 casos históricos de caserones sin soporte y 66 casos con soporte recolectados de faenas de sublevel stoping en Canadá. La Figura muestra el gráfico estabilidad modificada junto con los casos históricos sin soporte, en éste se identifican 3 zonas de estabilidad:

- Zona estable: Estabilidad con pequeños desprendimientos locales, que no necesita de mayor soporte o refuerzo.

- Zona inestable: Se generan desprendimientos locales que pueden ser considerables hasta lograr la geometría de arco mecánico estable. Se aconseja la utilización de soporte y refuerzo.
- Zona de hundimiento: Inestabilidad potencial, donde puede ocurrir desprendimientos a lo largo de toda la pared de manera de inhabilitar la actividad minera en el sector.

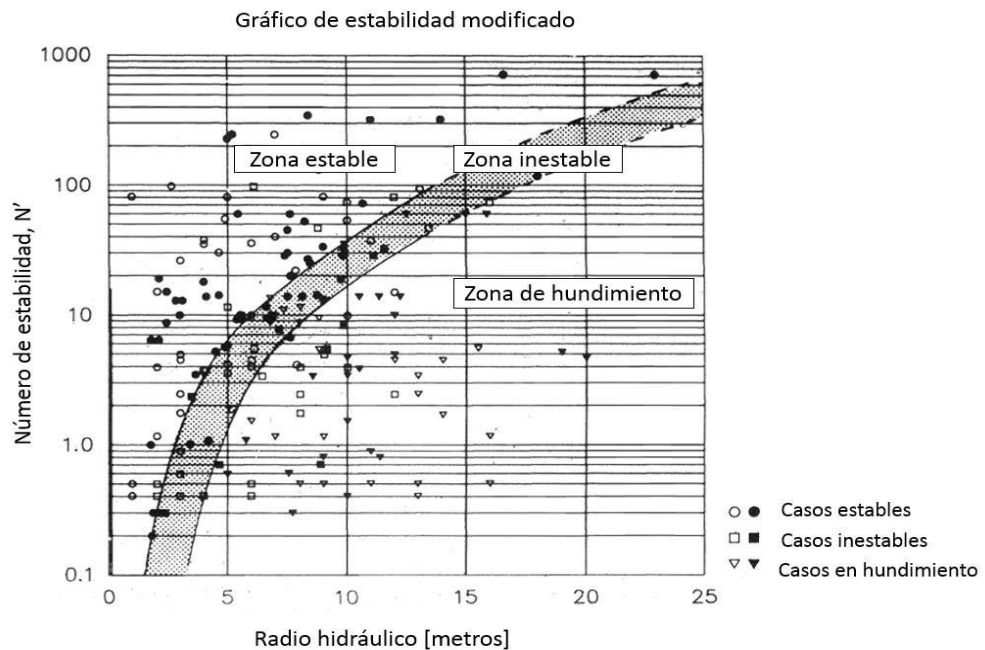


Figura 7: Gráfico de estabilidad modificado, modificado de (Potvin 1988)

Para ubicar los casos históricos en éste gráfico, al igual que en la metodología de Mathews, es necesario el desarrollo de 2 factores: número de estabilidad modificado (N') y radio hidráulico. El número N' es obtenido de manera similar al N de Mathews, sin embargo difieren en el cálculo de los factores de ajuste.

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

Ecuación 7: Número de estabilidad modificado

En el método de Potvin el Factor A, derivado por modelamiento numérico, representa la influencia de los esfuerzos inducidos en torno a la excavación. Los factores B y C fueron modificados de sus antecesores de Mathews, a través del estudio en redes estereográficas y minimizando las formas de falla por gravedad en dos formas: caída por causa gravitacional y deslizamiento relativo de bloques.

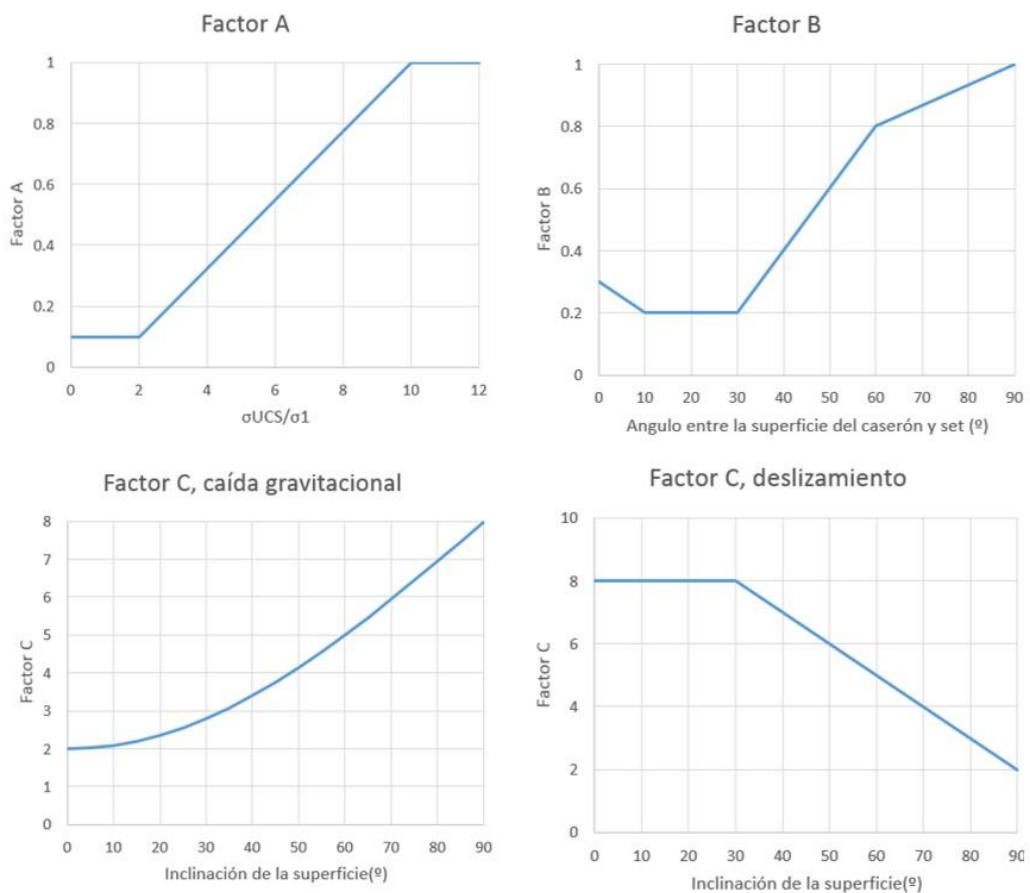


Figura 8: Factores de ajuste de Potvin

Nickson (1992) expandió la base de datos original de Potvin con 13 casos históricos sin soporte y 46 casos con soporte de 13 faenas canadienses, estadounidenses e irlandesas. Las 3 zonas de estabilidad definidas por Potvin fueron modificadas por Nickson (1992) el cual delimitó 5 zonas de estabilidad que por primera vez consideraban soporte:

- Estable
- Zona de transición sin soporte
- Estable con soporte
- Zona de transición con soporte
- Zona de hundimiento

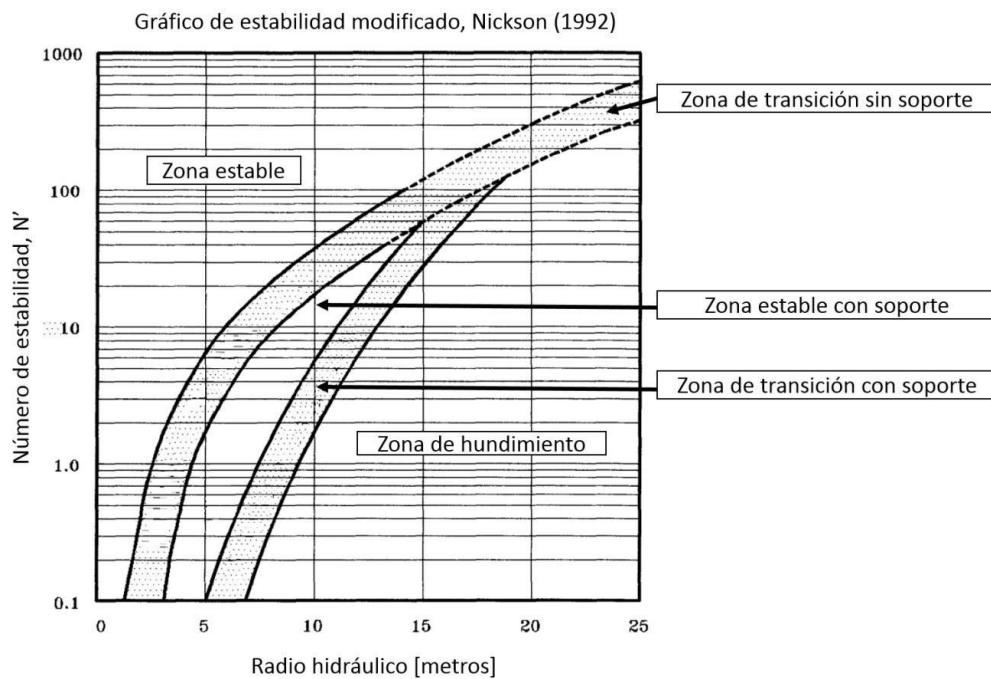


Figura 9: Gráfico de estabilidad modificado de Nickson, modificado de (Nickson 1992)

Hadjigeorgiou et al. (1995) actualiza el gráfico de estabilidad basado en un total de 228 casos históricos. Esta base de datos fue trabajada estadísticamente utilizando el método de análisis discriminante. La Figura 16 muestra el gráfico de estabilidad de Hadjigeorgiou et al. (1995) y las nuevas fronteras obtenidas.

Suorineni (1998) ocupa la función de verosimilitud para definir la frontera de estabilidad, utilizando el número de estabilidad modificado N'

$$RH = 10^{(0.4905 - 2 \log(\Delta) + 0.3738 \log(N'))}$$

Ecuación 9: Frontera de estabilidad Suorineni

Donde Δ es la razón entre la probabilidad de ser estable y la probabilidad de ser inestable. Una razón de 1 tiene igual probabilidad de ser estable o inestable y resultaría en una frontera similar a la propuesta por Nickson 1992.

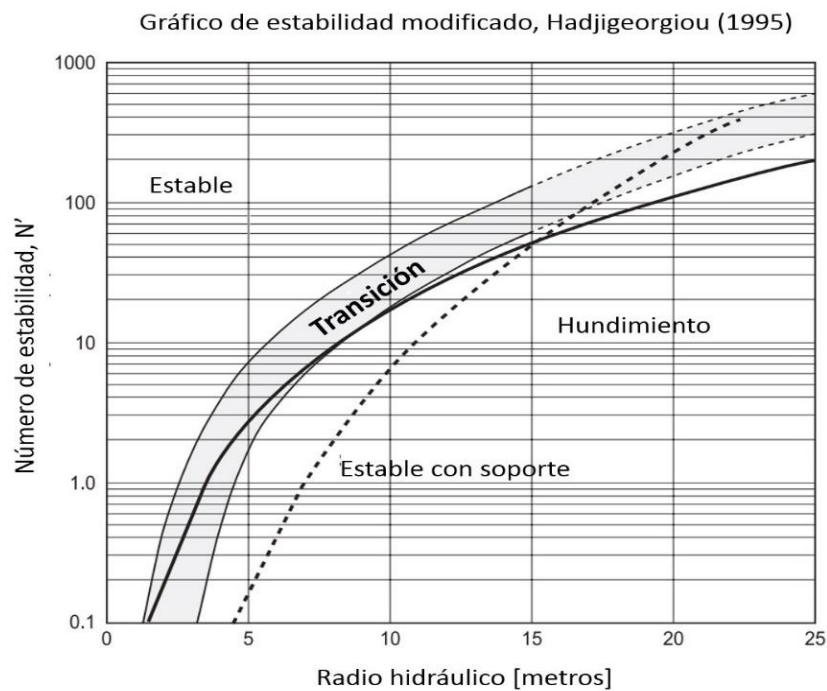


Figura 10: Gráfico de estabilidad modificado (Hadjigeorgiou et al. 1995), modificado de (Potvin and Hadjigeorgiou 2001)

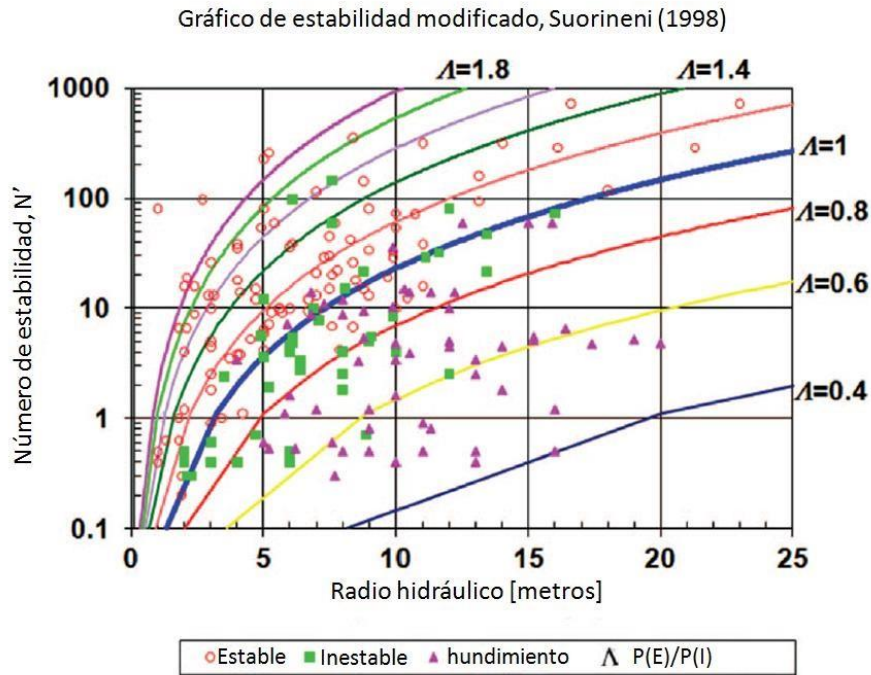


Figura 11: Gráfico de estabilidad modificado Suorineni, modificado de (Suorineni 2010)

C. EFECTO DE ESFUERZOS INDUCIDOS EN ESTABILIDAD

▪ ESFUERZOS COMPRESIVOS

El factor de esfuerzos reemplaza al factor SRF del Sistema de clasificación Q y toma principalmente en cuenta el efecto de los esfuerzos compresivos ejercidos sobre las paredes de los caserones. Altos esfuerzos compresivos ejercidos sobre el macizo rocoso pueden ocasionar falla o agrietamiento de la roca intacta, corte a lo largo de discontinuidades pre-existentes, rotación de bloques o cualquier combinación de las anteriores. La complejidad y variabilidad de estos fenómenos hacen difícil reproducirlos, con un cierto nivel de precisión, en un modelo empírico. La aproximación de Mathews et al. (1981) escala el esfuerzo inducido tangencial paralelo a la excavación (σ_i) con la resistencia a la compresión uniaxial de la roca

intacta (σ_{UCS}). Esto sugiere que el efecto del esfuerzo compresivo es proporcional a la magnitud relativa del esfuerzo tangencial normalizado con el σ_{UCS} (Potvin 1988).

Al comparar el factor de esfuerzos de Mathews con el de Potvin se puede apreciar una que para valores de σ_i/σ_{UCS} mayores a 2 son exactamente iguales, sin embargo la diferencia se da a valores menores a 2 en donde Mathews et al. (1981) asigna un valor de 0 ya que asume falla automática, mientras que Potvin (1988) asigna un valor de 0.1 justificando que existen diversos casos de caserones en los cuales los esfuerzos inducidos sobre el techo son altos pero se mantienen estables debido a que poseen dimensiones pequeñas. Estos casos se presentan en la Figura con los cuales Potvin (1988) concluye que su calibración parece ajustarse bien.

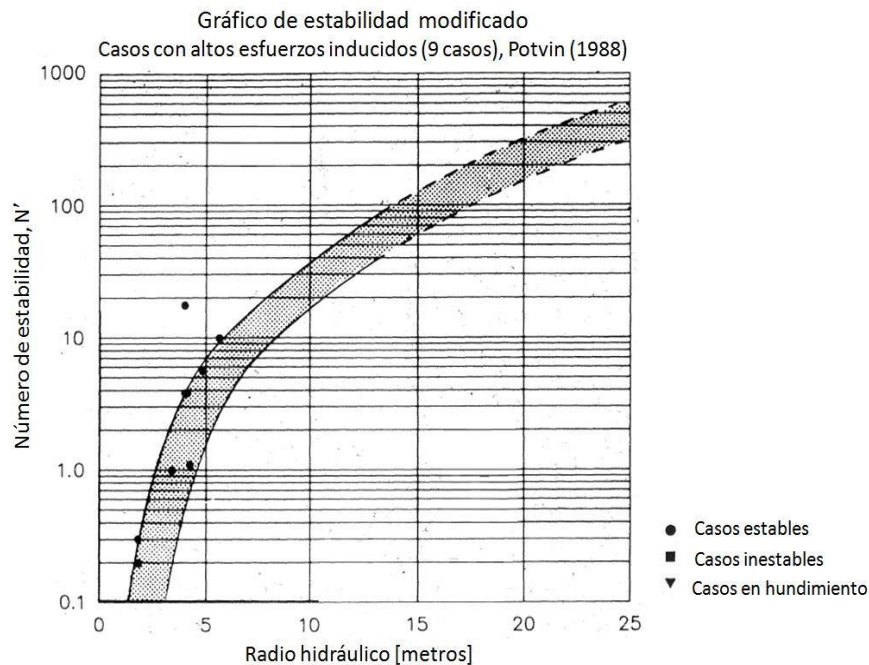


Figura 12: Gráfico de estabilidad modificado, casos con altos esfuerzos inducidos, modificado de (Potvin 1988)

▪ ESFUERZOS DE TRACCIÓN

Las zonas de relajación se crean en las paredes de caserones longitudinales cuando la razón de esfuerzos in-situ "K" es mayor que 1. Como la roca intacta y las discontinuidades tienen una baja resistencia a la tracción este estado de esfuerzos no es propicio para realizar labores mineras. Los esfuerzos de tracción abren las discontinuidades pre-existentes o inducen nuevas fracturas a través de la roca intacta creando una zona de relajación en donde los bloques individuales tienen mayor libertad de movimiento volviéndose susceptibles a la acción de la gravedad debido al estado de desconfinamiento.

En la metodología original de Mathews los esfuerzos de relajación actuando en las paredes de un caserón no son tomados en cuenta por lo cual se les asigna un valor de A igual a 1.

Potvin (1988) concuerda con Mathews et al. (1981) y sugiere que la influencia del estado de relajación se encuentra indirectamente representado por el radio hidráulico y el factor de ajuste por gravedad C. Los casos históricos en relajación estudiados por Potvin (1988) se presentan en la Figura 19, con esta el autor concluye que no se justifica un ajuste para el factor de esfuerzos para los estados de esfuerzos en relajación ya que se aprecia que la ubicación de los casos históricos concuerda con las zonas de estabilidad trazadas.

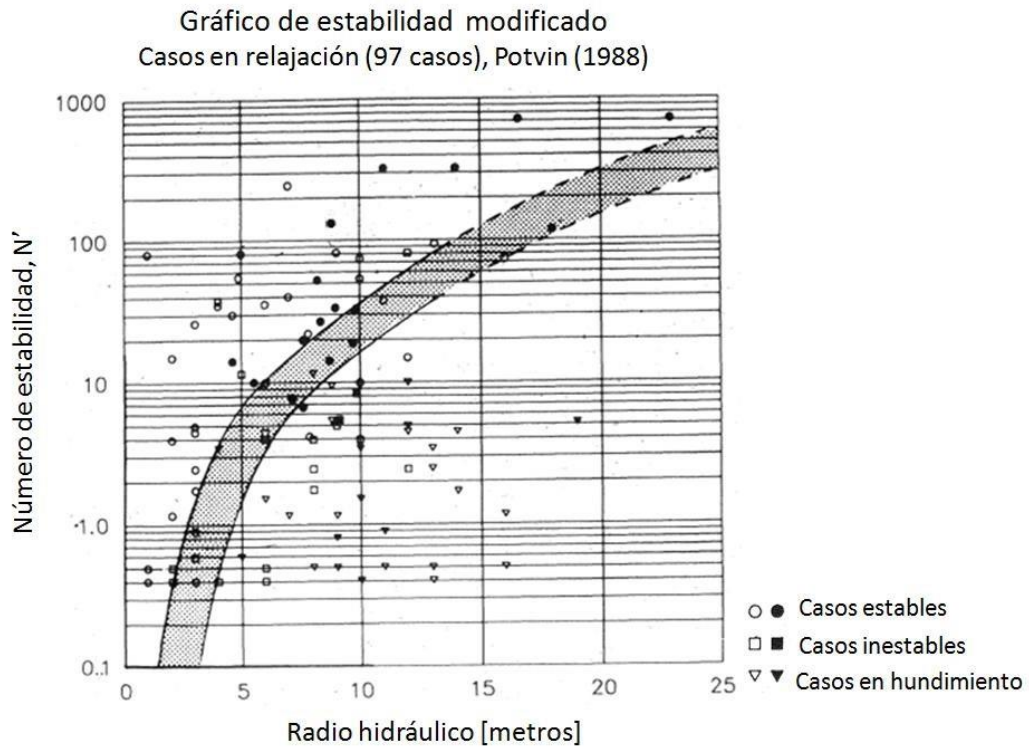


Figura 13: Gráfico de estabilidad modificado, casos en relajación, modificado de (Potvin 1988)

Diederichs y Kaiser (1999) propusieron un cambio al factor A para tomar en consideración los esfuerzos de tracción actuando sobre las paredes de un caserón. sin embargo, Steward (2001) rechaza la validez de este factor debido a que entrega peores resultados que al utilizar el factor A propuesto por Mathews et al. (1981)

Factor A, Diederichs y Kaiser (1999)

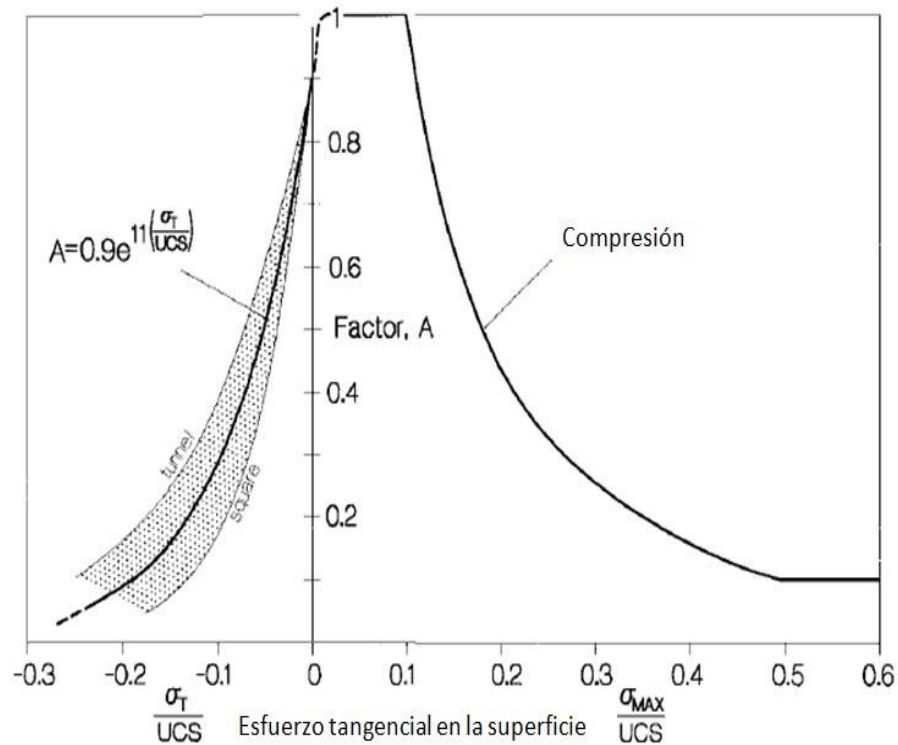


Figura 14: Factor de esfuerzos propuesto por Diederichs y Kaiser, modificado de (Diederichs and Kaiser 1999)

Por su parte Mitri et al. (2011) señala que los estados de esfuerzos en relajación no son para nada beneficiosos para la estabilidad de excavaciones y que para caserones esbeltos los esfuerzos de tracción producen la pérdida de las fuerzas de cohesión a lo largo de hangingwalls y footwalls lo cual trae como resultado sobre-excavación y dilución indeseada. Mitri et al. (2011) propuso la siguiente modificación modelo para el factor A de Potvin (1988):

$$MSF = \sigma_{i\ Max} / \sigma_{UCS}$$

Ecuación 8: Maximum Stress Factor (Mitri et al. 2011)

$$A = \begin{cases} 0.1 & \text{si } MSF < 0.0 \\ 0.1 + 0.9e \left[\left(-e^{-\frac{MSF-0.3}{0.09}} \right) - \frac{MSF - 0.3}{0.09} + 1.0 \right] & \text{si } 0.0 < MSF < 1.0 \\ 0.1 & \text{si } MSF > 1.0 \end{cases}$$

Ecuación 9: Modelo factor A (Mitri, Hughes and Zhang 2011)

La Figura muestra una comparación entre el factor A desarrollado por Potvin (1988) y el de Mitri et al. (2011). Se puede apreciar que Mitri et al. (2001) coincide con Potvin para casos de altos esfuerzos compresivos ya que ambos factores se comportan de igual manera en valores de MSF superiores a 0.7. Sin embargo se puede apreciar que la curva de Mitri posee un peak en MSF=0.3 que difiere con Potvin, esto se basa en que la falla compresiva se iniciaría a esfuerzos mayores a 30% del UCS (Mitri, Hughes and Zhang 2011). Finalmente para estados de relajación (MSF<0.1) las curvas difieren completamente ya que Mitri et al. (2011) penaliza con un valor de 0.1 a estos casos, mientras que Potvin les asigna un valor de 1.

Comparación Factor A de Potvin con Mitri

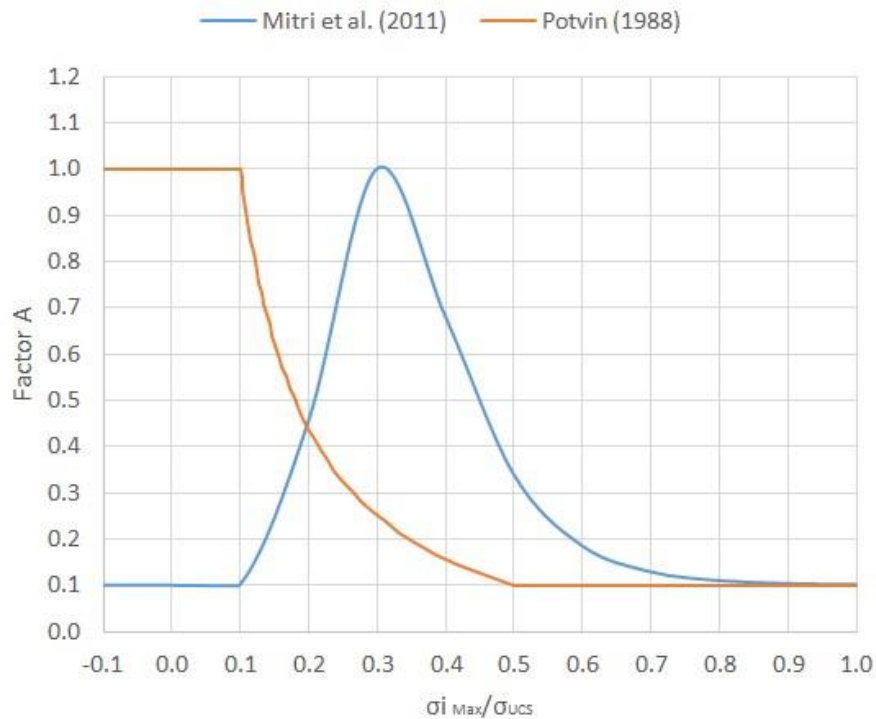


Figura 15: Comparación factor A Potvin et al. (1981) con Mitri et al. (2011)

El Factor de ajuste de esfuerzos propuesto por Mitri et al. (2011) es un intento por cuantificar el efecto de los esfuerzos de relajación en la estabilidad de caserones, sin embargo, esto se contrapone a lo observado empíricamente por Potvin (1988). La modificación del factor A en relajación desplazaría los casos históricos, presentados en la Figura , hacia abajo siendo su número N' 0.9 veces menor al calculado por Potvin, dado esto, no existiría consistencia entre la frontera de estabilidad y los casos históricos por lo cual el factor A desarrollado por Mitri et al. (2011) no se presenta a priori como un ajuste válido para casos de relajación de esfuerzos.

Como se ha visto en esta sección han existido esfuerzos por representar en el gráfico de estabilidad los casos en estado de esfuerzos de relajación, sin embargo autores como Steward y Mawdesley han planteado que el factor de esfuerzos original de Mathews sigue siendo el que mejor se ajusta a los casos históricos estudiados.

D. OBTENCIÓN DE ESFUERZOS INDUCIDOS EN PAREDES PARA MÉTODOS DE ESTABILIDAD

Como se vio en secciones anteriores, el cálculo del factor de esfuerzos de los métodos de estabilidad gráficos requiere de la obtención del esfuerzo principal mayor inducido sobre la pared del caserón. Los esfuerzos principales inducidos en las paredes de un caserón, actúan en 2 direcciones perpendiculares del plano de interés. La magnitud de estos esfuerzos es función de los esfuerzos in-situ y de la geometría de la unidad básica de explotación.

En la actualidad la mayoría de las operaciones mineras tienen acceso a softwares de modelamiento numérico 2D y 3D, sin embargo, la utilización de estos para el cálculo de esfuerzos hace engorroso los procesos de diseño y back análisis de casos históricos. En el proceso de diseño se debe disponer de herramientas que permitan un cálculo rápido de los esfuerzos inducidos de manera de permitir el análisis de cuantas geometrías estime pertinente el diseñador en el menor tiempo posible. Por su parte en el proceso de back análisis de casos históricos se dispone de bases de datos con una gran cantidad de casos los cuales poseen geometrías y condiciones de esfuerzos distintas entre sí, en este contexto los ábacos de cálculo de esfuerzos inducidos son de gran utilidad ya que permiten el

rápido procesamiento de éstos sin necesidad de tener que recurrir a softwares de modelamiento numérico los cuales harían el proceso tedioso.

Tanto Mathews et al. (1981) como Potvin (1988) desarrollaron ábacos que permiten el cálculo de esfuerzos inducidos sobre las paredes de caserones abiertos. Como se ha visto anteriormente este es un procedimiento bastante relevante para la obtención del factor de esfuerzos (A). Una mala estimación de los esfuerzos inducidos podría resultar en una pobre representación del factor de esfuerzos, lo cual podría hacer a una base de datos y su gráfico de estabilidad asociado poco consistentes.

▪ CURVAS DE MATHEWS

Mathews et al. (1981) propuso dos gráficos para estimar los esfuerzos inducidos en la mitad de las caras de un caserón. Para esto definió dos planos: plano medio horizontal y plano medio vertical. A los gráficos de Mathews se ingresa con la razón de aspecto del plano junto con la razón de esfuerzos in-situ a lo largo de este. Las curvas entregan como resultado el esfuerzo inducido en la mitad de la cara paralelo al plano, dividido por el esfuerzo vertical u horizontal según sea el caso.

Los gráficos de Mathews fueron desarrollados mediante el modelamiento numérico de caserones en dos dimensiones. Se asumen caserones de largo infinito razón por la cual las curvas no retratan fielmente la naturaleza tridimensional de los caserones abiertos.

Tanto para el desarrollo del gráfico de estabilidad original (Mathews et al. 1981) como para las últimas actualizaciones de éste (Mawdesley 2002) se

utilizaron las curvas propuestas por Mathews para el cálculo de los esfuerzos inducidos de cada pared.

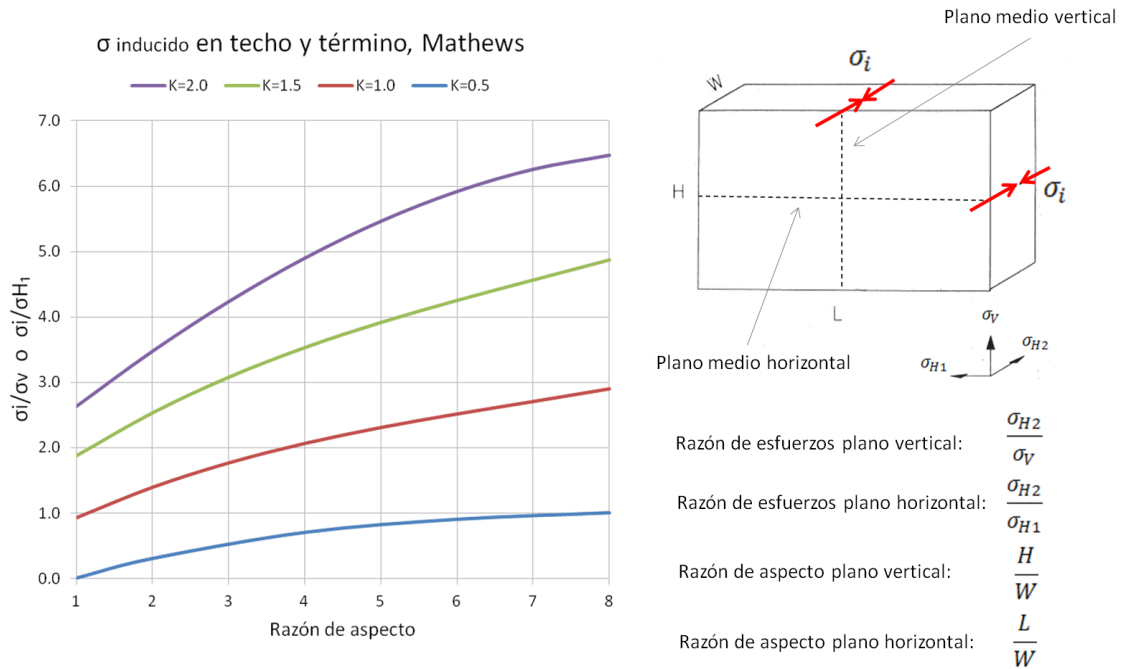


Figura 16: Curvas de estimación de esfuerzos inducidos para techos y paredes de término, modificado de Stewart y Forsyth (1995)

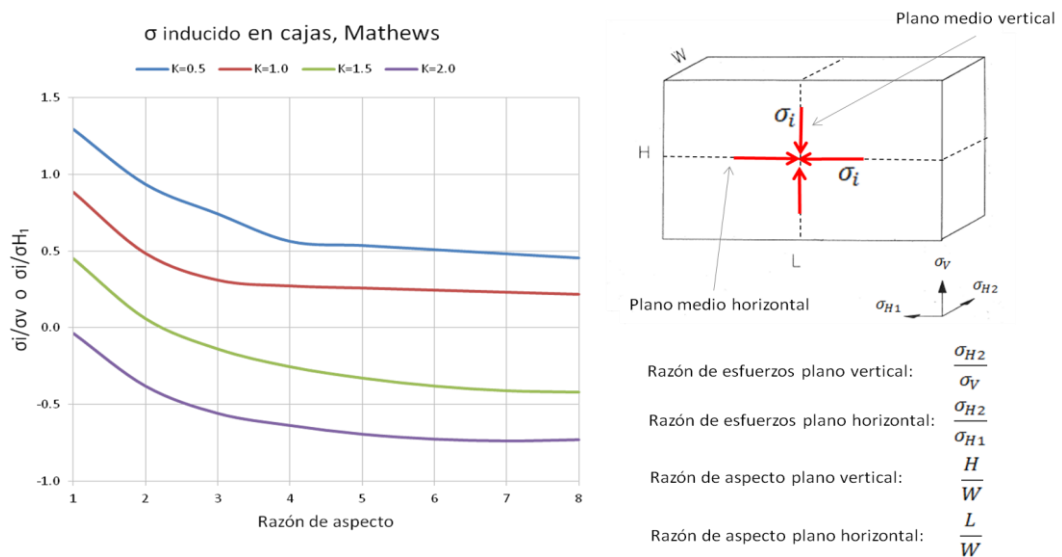


Figura 17: Curvas de estimación de esfuerzos inducidos para cajas, modificado de Stewart y Forsyth (1995)

▪ CURVAS DE POTVIN

Potvin (1988) propuso curvas que permitían la estimación de esfuerzos inducidos para sus más de 200 casos canadienses recolectados. Estas curvas fueron desarrolladas corriendo 70 modelos en un software de elementos de borde 3D (BEAP).

Para la realización de los modelos, Potvin asumió los siguientes supuestos:

- Se consideraron caserones aislados
- Las geometrías usadas se basaron en caserones abiertos observados en más de 30 minas canadienses. Sin embargo, sus formas fueron idealizadas y solo se consideró un dip vertical.
- La geometría del problema se dividió en configuraciones longitudinales y transversales mientras los esfuerzos in-situ variaron desde la condición isostática ($K=1.0$) hasta $K= 2.5$ en las tres direcciones.
- Se asume un ancho de $1/4$ de la dimensión intermedia.

Las razones de aspecto y de esfuerzos que considera Potvin se pueden apreciar en las Figuras siguientes muestran las curvas para el cálculo de esfuerzos inducidos en cajas (plano vertical y horizontal), techos y paredes de término.

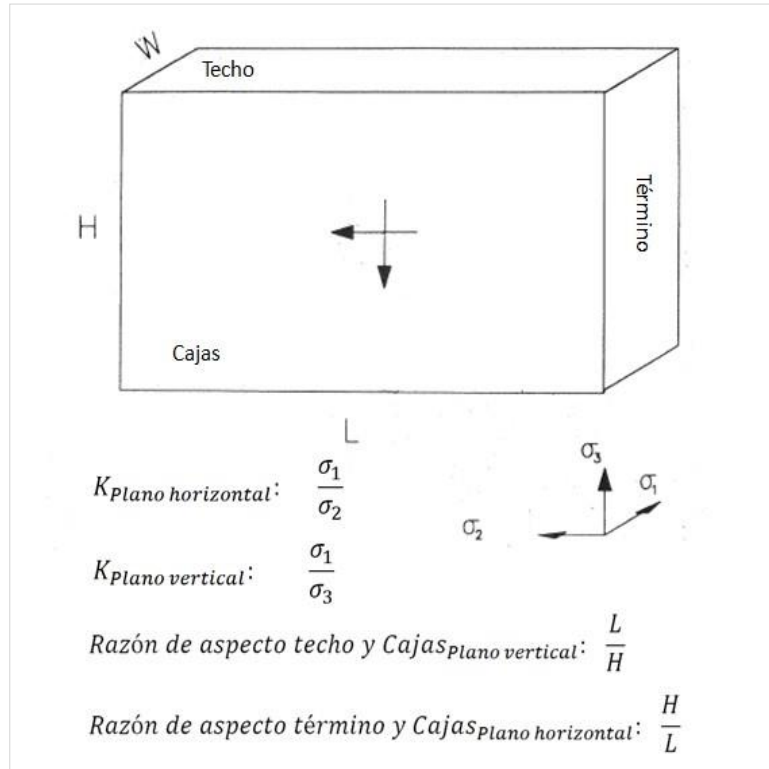


Figura 18: Definición de razón de aspecto y razón de esfuerzos para estimación de esfuerzos inducidos, modificado de Potvin (1988)

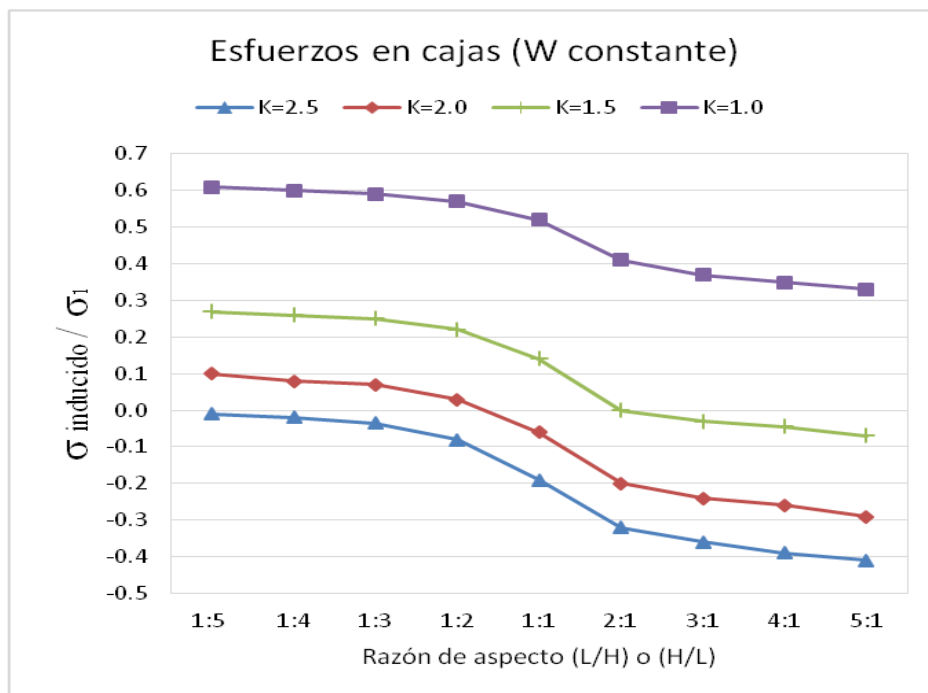


Figura 19: Curvas para estimación de esfuerzos inducidos en Cajas, modificado de Potvin (1988)

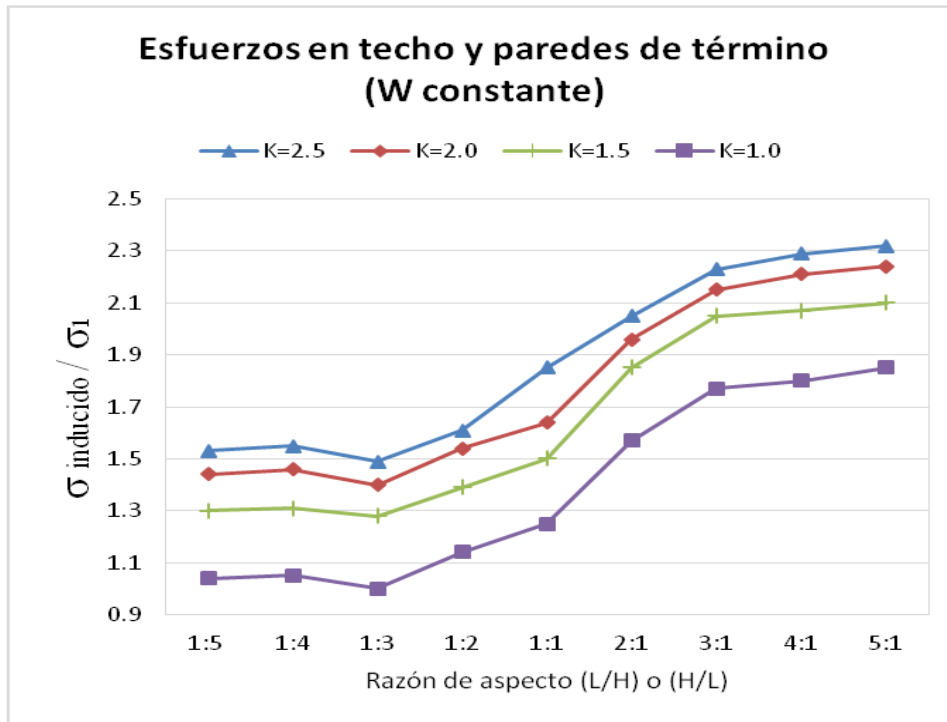


Figura 20: Curvas para estimación de esfuerzos inducidos en Techos, modificado de Potvin (1988)

Como se puede apreciar, a diferencia de los gráficos de Mathews et al. (1981), Potvin (1988) si considera la influencia de la tercera dimensión, sin embargo Potvin realizó estas curvas basado en las geometrías características de la base de datos canadiense, es por esto que no sería recomendable utilizarlas en escenarios que no cumplan los supuestos utilizados por el autor.

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

Los términos usados en el presente trabajo son detallados en el ítem de bases teóricas – científicas.

2.4. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS

2.4.1. HIPÓTESIS GENERAL

La evaluación de la estabilidad geomecánica del tajeo 2147 determina la recuperación de mineral económico de la Unidad Arcata.

2.4.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICAS

Los parámetros geomecánicos son favorables para la estabilidad durante la recuperación de mineral.

Las condiciones geológicas son favorables para la estabilidad durante la recuperación de mineral.

2.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES

• VARIABLE INDEPENDIENTE

La evaluación de la estabilidad geomecánica del tajeo 2147.

• VARIABLE DEPENDIENTE

Recuperación de mineral económico de la Unidad Arcata.

• VARIABLES INTERVINIENTES

Condición estructural

Condición Litológica

2.6. DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES E INDICADORES

Las variables son operacionables con el mapeo geomecánico donde se establece los parámetros:

- RQD
- Resistencia uniaxial

- Espaciamiento
- Condición de Discontinuidades
- Agua Subterranea
- Ajuste por Orientación

CAPITULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN

El proyecto a desarrollar estará basado en tres tipos: exploratorio, descriptivo, explicativo y evaluativa.

3.2. MÉTODO DE LA INVESTIGACIÓN

Se realizara un enfoque Cuantitativo, describiendo y explicando la caracterización geológica y geomecánica de las zona de estudio, mediante la toma de datos y análisis interpretativos.

El desarrollo del presente tema de investigación se realizará en tres etapas; Recopilación de información, trabajo de campo y trabajo analítico. Para cumplir el objetivo del estudio se realizó una serie de actividades como son:

- Realizar la caracterización geomecánica de la masa rocosa.
- Clasificar geomecánicamente a la masa rocosa.
- Elaborar la zonificación geomecánica de las áreas a explotarse.
- Establecer los parámetros de resistencia de la roca.

- Definir y dimensionar el método de minado.
 - Dar las recomendaciones sobre las estrategias del minado.
 - Caracterización litológica y estructural de la masa rocosa en la Mina Arcata, en función a la información recopilada, el mapeo geomecánico de las labores mineras subterráneas (según normas de International Society for Rock Mechanics) y la revisión de los testigos de las perforaciones diamantinas disponibles en el área de interés.
 - Se determinó la calidad de la masa rocosa involucrada en las áreas de estudio, mediante la aplicación de criterios de clasificación geomecánica, como el de Bieniawski (1989), Barton (1974).
 - Se realizó la zonificación geomecánica del yacimiento, para establecer los dominios estructurales con la información obtenida.
 - Se evaluaron los factores adicionales (influencia del agua subterránea).
- Definición y dimensionamiento del método de minado
- Se definió el método de minado “Corte y relleno ascendente” en base a las condiciones naturales que presenta el yacimiento y a los análisis del “Método Grafico de Estabilidad” y el “Modelamiento Numérico”.
 - Se dimensionaron los diferentes componentes asociados al método de minado definido: dimensiones máximas, esquema y secuencia de minado y tipo de sostenimiento.

Actividades realizadas

Para la realización del estudio se tomó observaciones de campo, revisión de información de previa, pruebas de laboratorio, estimaciones de campo, trabajos de gabinete con el uso de herramientas adecuadas para el tratamiento de la información obtenida.

Actividades de campo:

- Reconocimiento geológico-geomorfológico de la zona.
- Mapeos geomecánicos en labores mineras subterráneas (en celdas de detalle)
- Logueo geotécnico en testigos rocosos de las perforaciones diamantinas.
- Estimación “in-situ” de algunos parámetros (resistencia a compresión, niveles de agua, etc.) para constatar información mostrada en los resultados de ensayos de propiedades físico-mecánicas de la roca en laboratorio.
- Recopilación de información adicional (planos, informes, etc.) de interés para el estudio.

Actividades de gabinete:

- Revisión y análisis de toda la información disponible.
- Procesamiento y análisis de la información registrada en el campo.
- Clasificación geomecánica de la masa rocosa.
- Zonificación geomecánica de la masa rocosa.
- Establecimiento de las propiedades de resistencia de la roca intacta, discontinuidades y masa rocosa.
- Evaluación de los factores complementarios de influencia sobre la estabilidad (agua y esfuerzos).
- Definición y dimensionamiento del método de minado, evaluación de las condiciones de estabilidad del terreno asociadas al minado subterráneo.
- Elaboración del informe técnico.

3.3. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

Exploratorio: Se tomarán datos geomecánicos de campo de las estructuras, obteniéndose información para diseñar el tipo de minado masivo.

Descriptiva: Descripción detallada geomecánica de los macizos rocosos y de las estructuras mineralizadas.

Explicativa: Definiremos las causas y efectos que implican la caracterización geomecánica.

3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA

La población en el estudio son los macizos rocosos y las estructuras mineralizadas del distrito minero y las muestras son tomadas en forma sistemática.

3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Toma de datos y de muestras in situ, revisión de perforaciones diamantinas antiguas, revisión y recopilación de estudios geológicos existentes del distrito Minero.

3.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

Se realizará el procesamiento de datos geomecánicos correlacionándolos con las secciones geológicas sistemáticas.

3.7. TRATAMIENTO ESTADÍSTICO

Se realizarán análisis estadísticos de las muestras para la obtención de resultados.

3.8. ORIENTACIÓN ÉTICA

Los datos y resultados presentados en el presente estudio son exclusivos y confidenciales para la empresa en mención.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO DE CAMPO

4.1.1. ACCESO Y UBICACIÓN

El Yacimiento de Arcata se encuentra ubicado en el distrito de Cayarani, provincia de Condesuyos, departamento de Arequipa. Geográficamente se encuentra al NE del Nevado Coropuna, a 175 km al NE en línea recta a la ciudad de Arequipa, dentro del macizo Occidental de la cordillera de los Andes (zona 18), flanco Oeste. Las coordenadas geográficas o angulares son utilizadas tradicionalmente, están referidas al ecuador (en dirección Norte o Sur) y al meridiano de Greenwich (en dirección Este u Oeste).

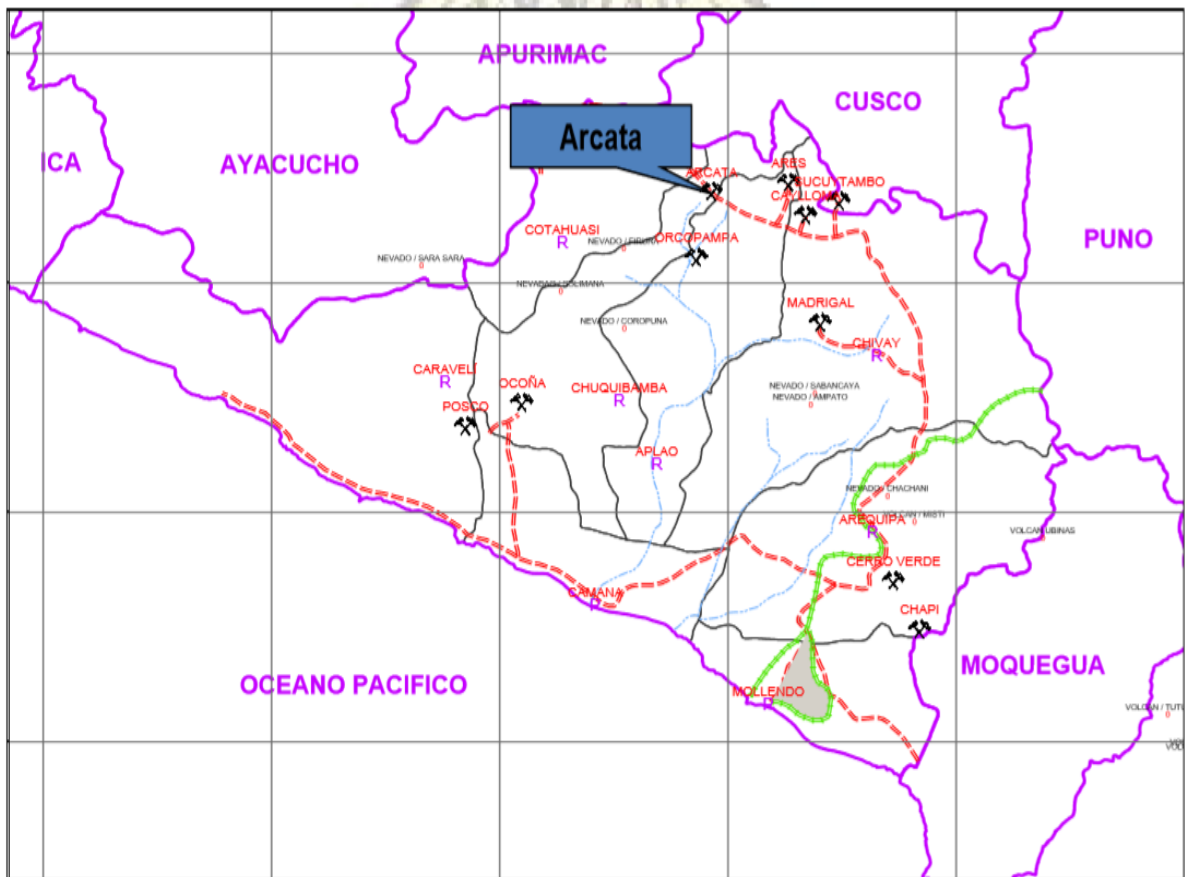


Figura 21: Ubicación del Yacimiento

4.1.2. TOPOGRAFÍA Y FISIOGRAFÍA

La topografía presenta sectores de relieve ondulado a semi accidentado y sectores de relieve abrupto o muy accidentado formando montañas y quebradas con escasos recursos de vegetación.

La fisiografía de la zona de estudio ha sido impartida por la acción degradacional de las glaciaciones, dado que se observan indicios inequívocos de este suceso. Presenta superficies estriadas o laminares como consecuencia de la abrasión efectuada en superficies rocosas, por los glaciares.

La zona de estudio se encuentra en una zona orogénica de varios relieves con altos picos superiores a los 5000msnm, profundos valles y cuencas dados por fuerzas tectónicas.

4.1.3. DRENAJE

Los recursos hídricos, esta localizadas en una serie de lagunas escalonadas de origen glaciar formados por represamientos morrénicos donde más importante es la laguna de Chumille y cuyas aguas discurren formando un drenaje de tipo dendrítico.

Estas aguas llegan a formar parte del sistema hídrico de la cuenca donde está ubicada la unidad minera Arcata. La laguna Chumille llega a formar la quebrada Orcopampa, para formar la laguna El Salto; luego discurren hasta desembocar en la laguna represada Huisca-Huisca y finalmente ser descargada a la laguna Arcata.

4.1.4. CLIMA

En la mina Arcata presenta un clima frío y seco, característico de la región Puna y cordillera. La temperatura varía entre los 13°C y - 10°C entre el día y la noche. El clima está dividido en dos estaciones marcadamente diferentes durante el año. Una seca y fría entre abril y noviembre, en esta época se

4.1.5. VEGETACIÓN

La vegetación que predomina en la zona son el ichu, la huayquera, la ortiga, pastos que sirven para uso doméstico en parte y como alimentos para auquénidos y ovejas.

4.1.6. FAUNA

Los animales que habitan en esta zona son las Alpacas, Llamas, Vizcachas, Huanaco, Taruca, Venado, Zorro andino; aves como la Parihuana, Gaviota, etc.

4.1.7. GEOMORFOLOGÍA

El yacimiento de Arcata se encuentra localizado en el segmento sur de la Cordillera de los Andes, donde afloran extensamente roca volcánica Cenozoica genéticamente relacionada con varios yacimientos epitermales de Plata y Oro existentes en el área tales como Caylloma, Sucuytambo, Orcopampa, Ares, y otros,

4.1.8. GEOLOGÍA REGIONAL

Arcata se encuentra situada en un amplio arco volcánico de edad miocena, conformado por lavas y rocas volcanoclásticas de composición intermedia a ácida y afiliación calco-alkalina, típicas de márgenes continentales de la zona.

La secuencia volcánica se deposita sobre rocas sedimentarias de origen marino de edad jurásica-cretácica. Las vulcanitas del Mioceno inferior se encuentran plegadas y deformadas por la fase Quechua I (Mégard et al., 1984), mientras que las rocas más jóvenes se encuentran no deformadas. El distrito de Arcata se caracteriza por la presencia de dos juegos de lineamientos regionales conjugados de rumbo noroeste y noreste, que actuarían paralelos y transversales al arco volcánico Mioceno, respectivamente. Sobre impuesto a estos lineamientos se reconoce una estructura circular de aproximadamente 15 kilómetros de diámetro.

Posiblemente se trate de una estructura de colapso relacionada al evento volcánico ya que se encuentra centrada por un domo de composición riolítica. En este marco, las vetas de Arcata se disponen asociadas a las fracturas arqueadas paralelas al margen de dicha estructura circular y hacia su borde norte-noreste como se muestra en las figuras siguientes.

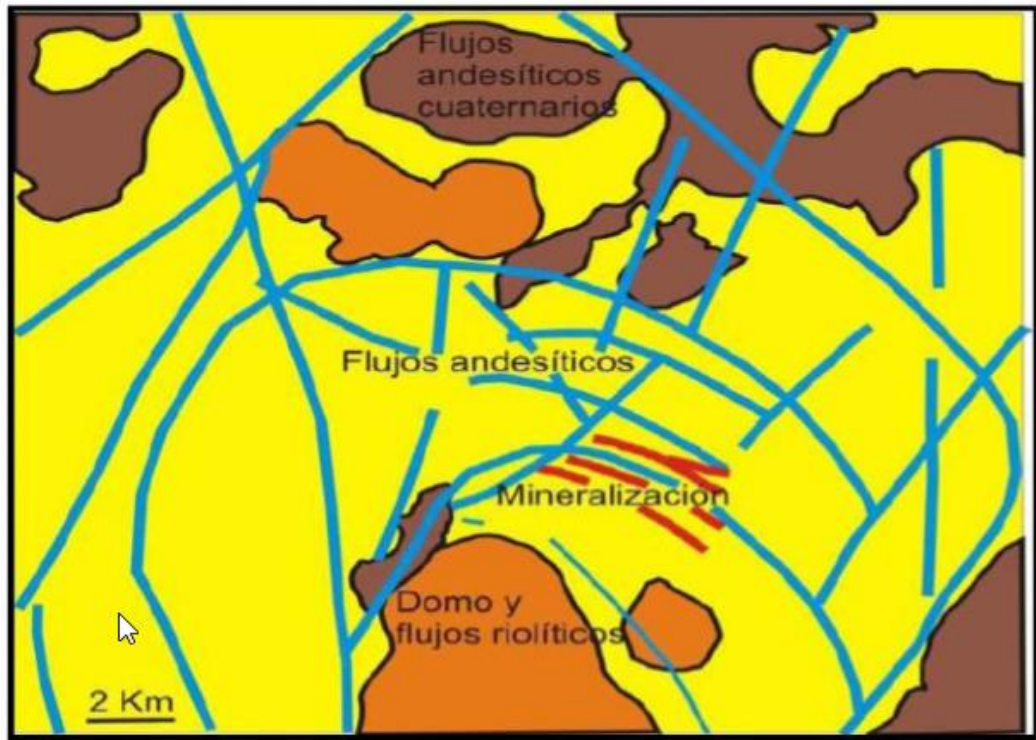


Figura 22: Mapa simplificado del distrito donde muestra la posición de la estructura circular en relación a la mineralización.

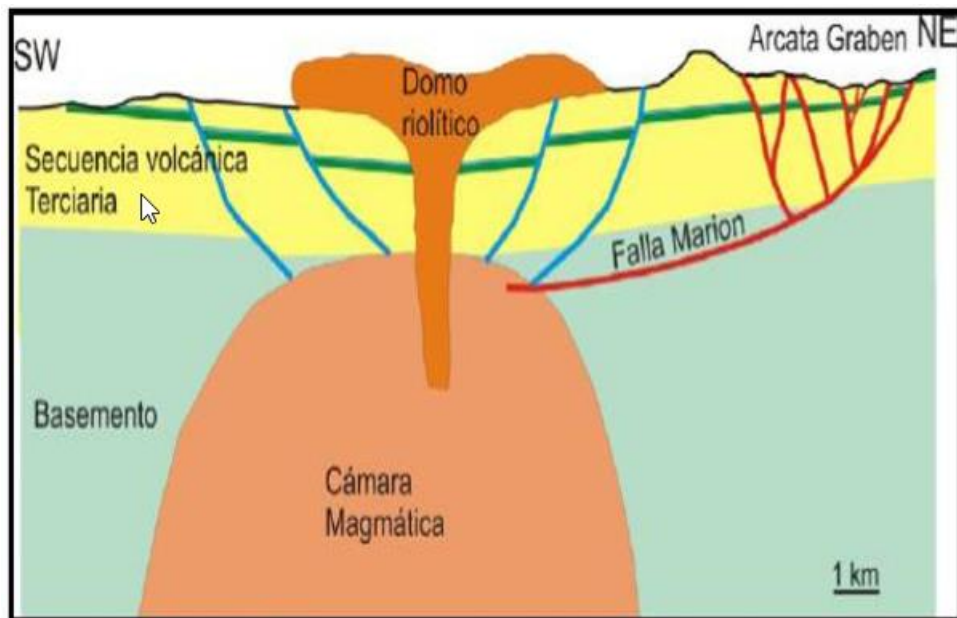


Figura 23: Posición longitudinal mostrando la estructura circular del domo riolítico con respecto a la mineralización.

En Arcata afloran rocas sedimentarias de diferente composición que forman el basamento en la región, y rocas volcánicas que adquieren mayor importancia, porque en ellas se alojan la mayoría de las estructuras mineralizadas.

Las características físico-químicas del yacimiento de Arcata, permiten clasificarlo como un depósito epitermal de metales preciosos de baja sulfuración, del tipo adularia-sericita.

4.1.9. ESTRATIGRAFÍA

Las rocas sedimentarias son las más antiguas de la región, de la edad cretácica y está representada por las siguientes formaciones, ver figura 04.

Rocas sedimentarias. Son las rocas más antiguas de la región de la edad cretácica y está representada por las siguientes formaciones:

Formación Hualhuani. Pertenece al grupo Yura y está conformada por cuarcitas con intercalación de areniscas y lutitas carbonosas con un espesor aproximado de 100 metros.

Formación Murco. Aflora parcialmente con una potencia de 100 metros y está compuesta por areniscas y lutitas que se vuelven rojizas por intemperismo. El tope de esta secuencia corresponde a la formación Arcurquina, que está constituida por calizas grises y azulinas se estima una potencia de 200 metros.

Formación Maure. Corresponde a los depósitos lacústricos expuestos en forma localizada en ciertas áreas y sobreyacen en discordancia angular a los volcánicos Orcopampa y Shila, está compuesta de una interrelación de areniscas con tufos retrabajados de coloración verdosa; se estima que tiene un espesor de aproximadamente de 150 a 400 metros.

Rocas Volcánicas

Volcánicos Terciarios

Los volcánicos terciarios sobreyacen en discordancia erosional a las cuarcitas Huarhuani e infrayacen a los basaltos Andagua. Está representado por los siguientes:

Volcánico Orcopampa. Regionalmente es conocido como volcánicos Tacaza ampliamente distribuido en la sierra sur del Perú. En la región cubre gran parte del área y se encuentra sobre yaciendo en discordancia angular a las formaciones cretáceas. Está compuesta de una alternancia de brechas andesíticas gris verdosas con lavas andesíticas gris oscuras, presentando ocasionalmente depósitos lacústricos en la base y en predominio de piroclastos hacia el techo. La secuencia tiene un espesor de 500 a 600 metros.

Volcánico Shila. Se expone al Sur de Arcata, la secuencia está constituido por lavas brechosas y brechas volcánicas de composición riodacíticas, estimándose un espesor de 60 metros.

Volcánico Sencca. Se presenta en dos fases, una constituidas por tufos ignimbricos brechoides de composición riodacíticas y la otra compuesta por domos riolíticos.

Volcánicos Cuaternarios Pleistocénicos

Volcánico Barroso. Se expone en el área sobre yaciendo en su mayor parte a los volcánicos Orcopampa y en menor área al domo riolítico y formación Maure. Está compuesto por conglomerados y aglomerados volcánicos seguidos por una potente columna de lavas andesíticas y andesitas basálticas porfírica, se estima un espesor de 400 a 500 metros.

Volcánico Andagua. Afloran en el Sur del área de Arcata, cubriendo mayormente a los volcánicos Orcopampa y a los volcánicos Shila. Constituye la actividad volcánica más reciente y se caracteriza por el desarrollo conos volcánicos bien formados se considera un espesor de 100 a 500 metros.

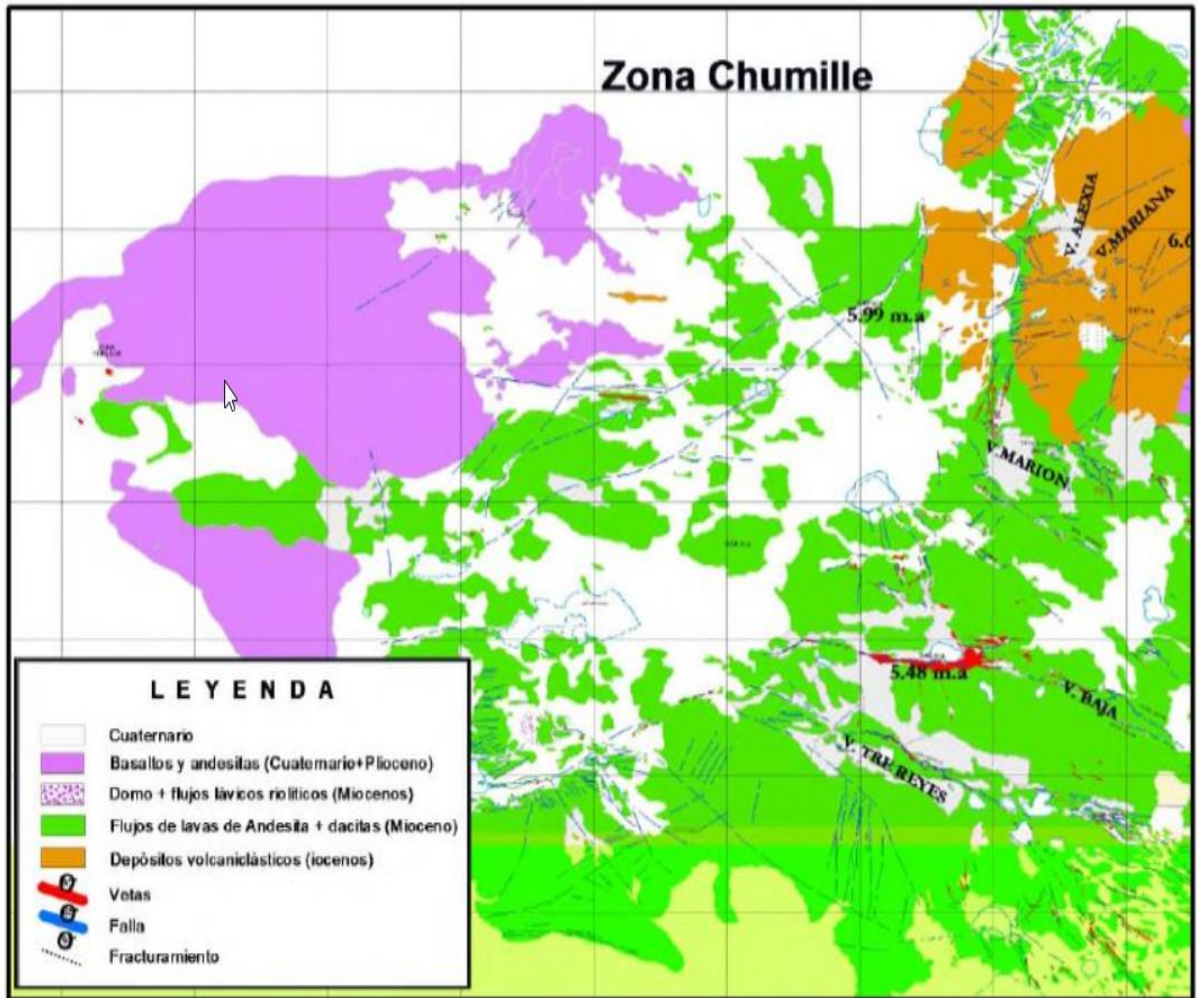


Figura 24: Plano litológico zona de Arcata

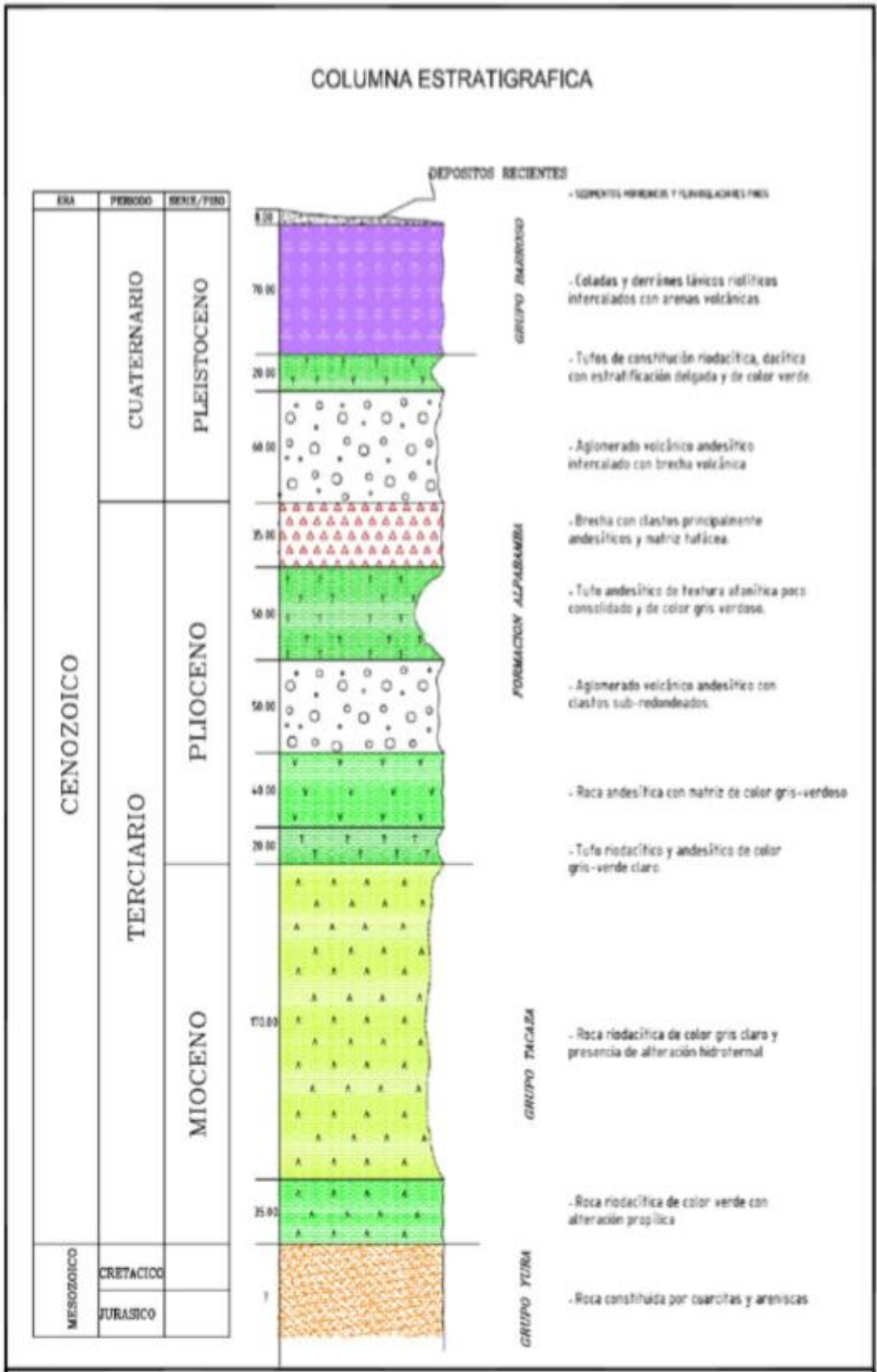


Figura 25: Columna Estratigráfica Regional.

4.1.10. GEOLOGÍA LOCAL

La geología de la mina de Arcata está compuesta por una sucesión de flujos lávicos andesíticos a dacíticos de gran espesor, intercalados con rocas volcanoclásticas tanto de origen primario como retrabajadas, donde muestra la distribución del afloramiento en dos escalas diferentes.

Las lavas son porfíricas con fenocristales abundantes de plagioclasa tabular, y minerales ferromagnesianos, principalmente agujas de piroxenos y láminas de biotita. En algunas lavas se han reconocido escasos fenocristales de cuarzo.

Los fenocristales suelen estar dispersos en una pasta afanítica de color gris medio a oscuro. En general, la disposición de los fenocristales es azarosa, aunque en sectores se observa una alineación que evidencia cierta fluidalidad. Comúnmente, estos flujos lávicos poseen decenas de metros de espesor, son macizos o con disyunción columnar.

Intercalados con los depósitos lávicos descritos se reconoce una potente sucesión de rocas volcanoclásticas formadas principalmente por flujos piroclásticos de origen primario y rocas volcanoclásticas retrabajadas. Las piroclastitas primarias están constituidas por brechas matriz soportadas, formadas en general por abundantes fragmentos pumáceos sub redondeados a alargados que alcanzan 3 centímetros de diámetro/largo. Los litoclastos son menos abundantes, poseen formas angulosas y diferentes composiciones, comúnmente son fragmentos de rocas volcánicas porfíricas de intermedias a ácidas.

La matriz está constituida mayoritariamente por trizas vítreas, con diferente grado de recristalización y alteración. En la base de algunas ignimbritas se

han descrito depósitos de tracción de origen piroclástico, surgentes basales, caracterizados por una fina estratificación dada por alternancia de láminas de granulometría gruesa y fina, en ocasiones con estratificación entrecruzada de bajo ángulo, como se aprecian en las fotos siguientes.



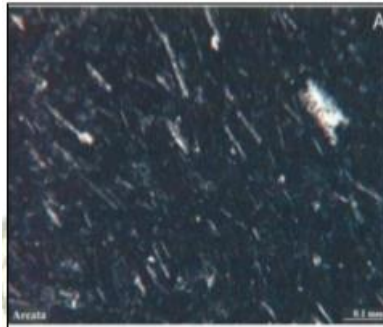
Fotografía 1: Andesitas con marcada disyunción columnar que forman la caja de la mineralización.



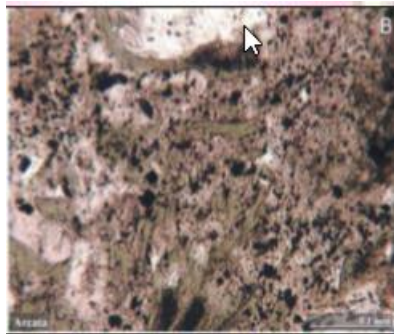
Fotografía 2: Rocas volcánico-clásticas finas estratificadas con deformación sinsedimentaria.

Las rocas volcánico-clásticas retrabajadas se ubican en general sobre las ignimbritas, y están compuestas por bancos de pelitas alternando con areniscas finas que poseen entre 10 y 20 metros de potencia y pueden ser depósitos retrabajados y depositados en un ambiente lagunar y/o fluvial de baja energía. El espesor total de la secuencia volcánico-clástica es de 90 a 120 metros.

También se ha reconocido la presencia de diques riolíticos con textura porfírica con abundantes fenocristales de cuarzo y sanidina.



Fotografía 3: Andesita con pasta microlítica fluidal, formada por tablillas de plagioclasas orientadas rodeadas por una base vítrea.



Fotografía 4: Pómez cloritizados, con algo de estiramiento debido a soldamiento.

Parte del área se encuentra cubierta por potentes flujos lávicos de composición andesítica y edad Pleistocena, principalmente provenientes del volcán Huajrahuire ubicado al sudeste de Arcata. Finalmente, también se reconocen depósitos cuaternarios de origen glaciario morrénico y depósitos aluviales.

Las estructuras de veta de Arcata, ocurren dentro de una potente secuencia de rocas volcánicas, de edad Mioceno tardío a Plioceno, constituido mayormente por derrames andesíticos intercalados con

brechas de la misma composición y lentes pseudo estratificados de tobas y tufos compactados.

La base de esta secuencia volcánica está constituida por flujos de ignimbrita riolítica de una edad radiométrica de 6,3 millones de años. Domos volcánicos riolíticos afloran, al suroeste, y noreste del distrito de Arcata, cortando a las rocas volcánicas arriba señaladas.

Las edades radiométricas de estos domos, indican una edad de 5,4 millones de años. Rocas volcánicas post-minerales más recientes, no alteradas y de composición andesítica-basáltica, también ocurren suprayaciendo a las rocas de caja alteradas, que al parecer fueron eyectadas de varios conos volcánicos que se presentan en el yacimiento y alrededores.

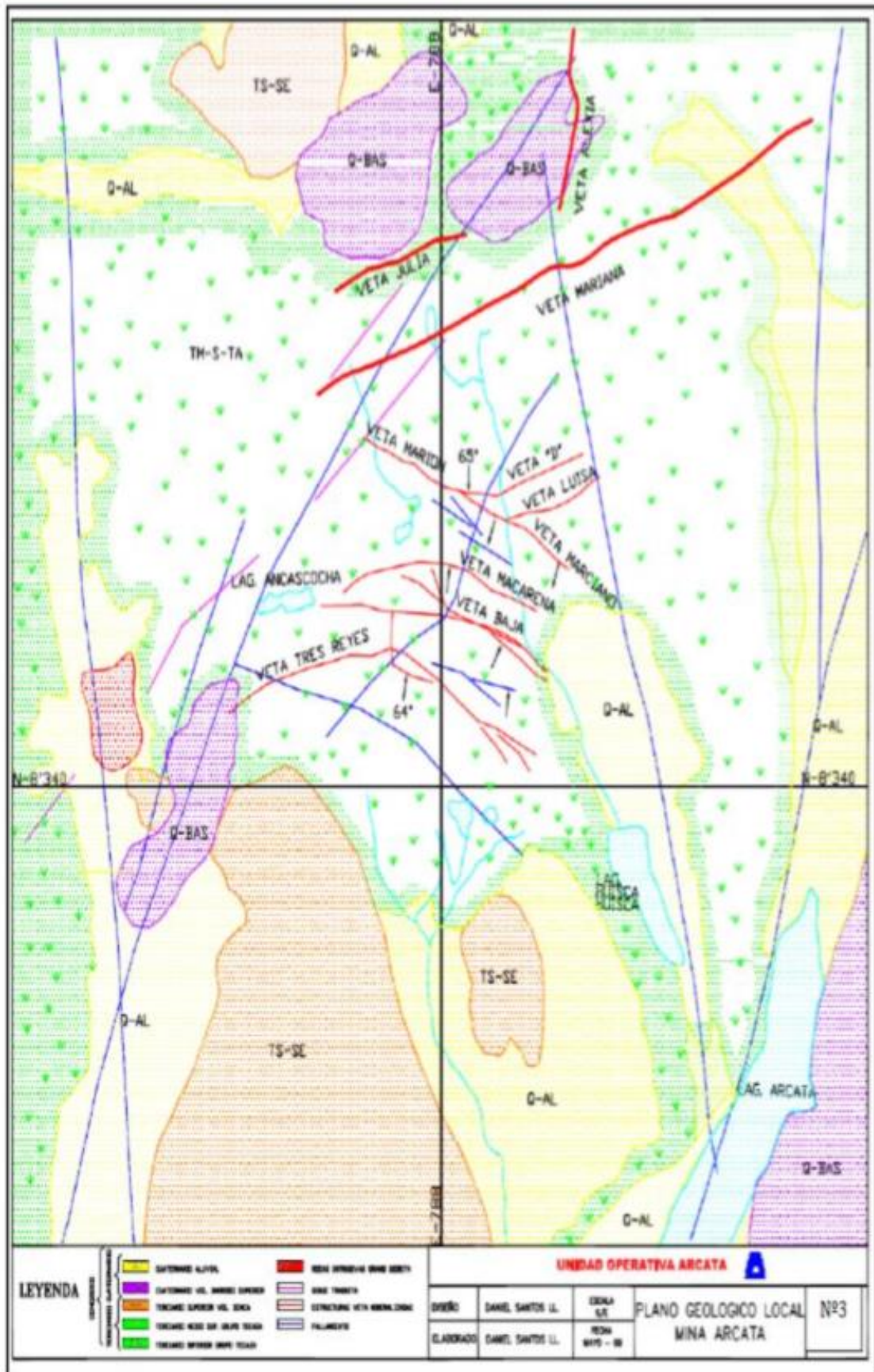


Figura 26: Plano Geología Local

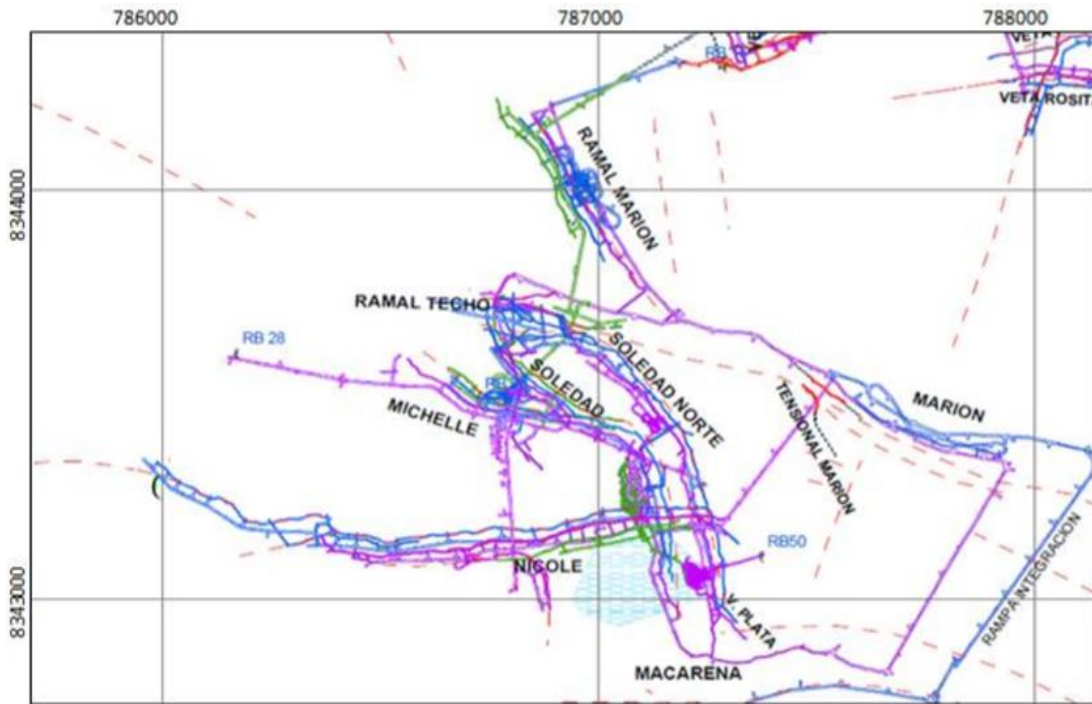


Figura 27: Sistema de vetas Arcata, zona II

4.1.11. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

En el área de la mina se observa estructuras que manifiestan un fuerte tectonismo ocurrido en la región, posiblemente debido al levantamiento andino (pleistoceno), estas fuerzas tectónicas han dejado vestigios impresos en las diversas estructuras existentes como fallas u fisuras, a las que se han dividido de acuerdo al tiempo que se formaron, esto se puede apreciar mejor en la figura.

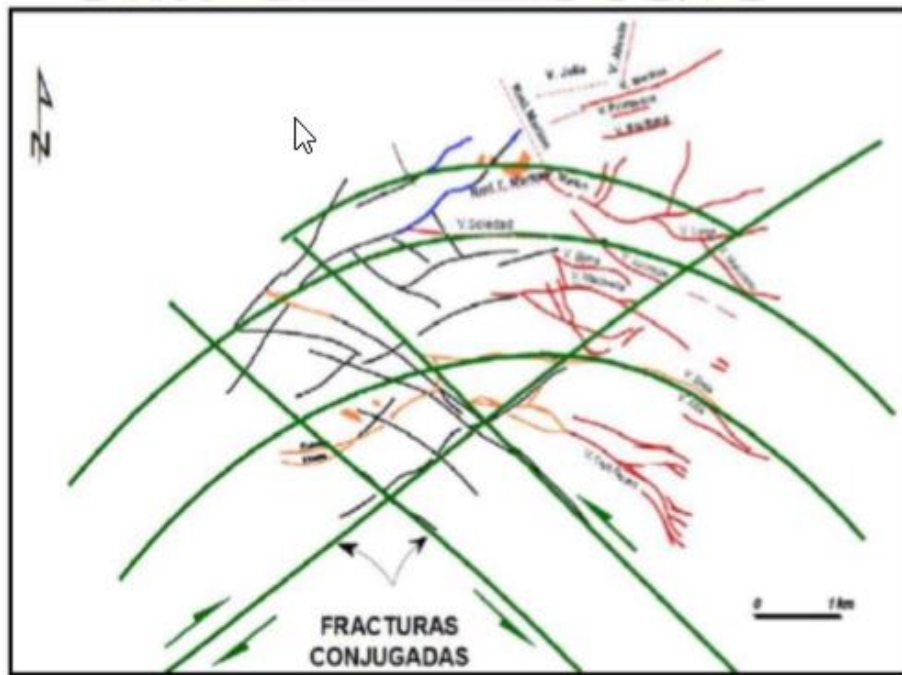


Figura 28: Distribución de las fallas y fisuras preliminares y las fallas y fracturas post mineralizadas.

Dentro de las más importantes fallas y fisuras pre minerales, están las fallas gravitacionales en las cuales se hallan emplazadas las vetas: Alta, baja y Consuelo. Dichas fallas tienen un rumbo general NW y SW y buzamiento promedio de 60° SW.

La escarpa de la falla de veta alta se presenta en forma conspicua a lo largo de 3 kilómetros. La veta baja se puede apreciar a lo largo de 2,5 kilómetros mientras que la veta consuelo tiene una corrida de 1 kilómetro.

Entre las fisuras de mayor importancia son las de Marciano y Marión y de menor importancia las fisuras en las que se hallan emplazadas las vetas: Tres reyes y Lucrecia.

La distribución geológica idealizada a lo largo de la interpretación de las vetas trabajadas en Arcata es como muestra la figura

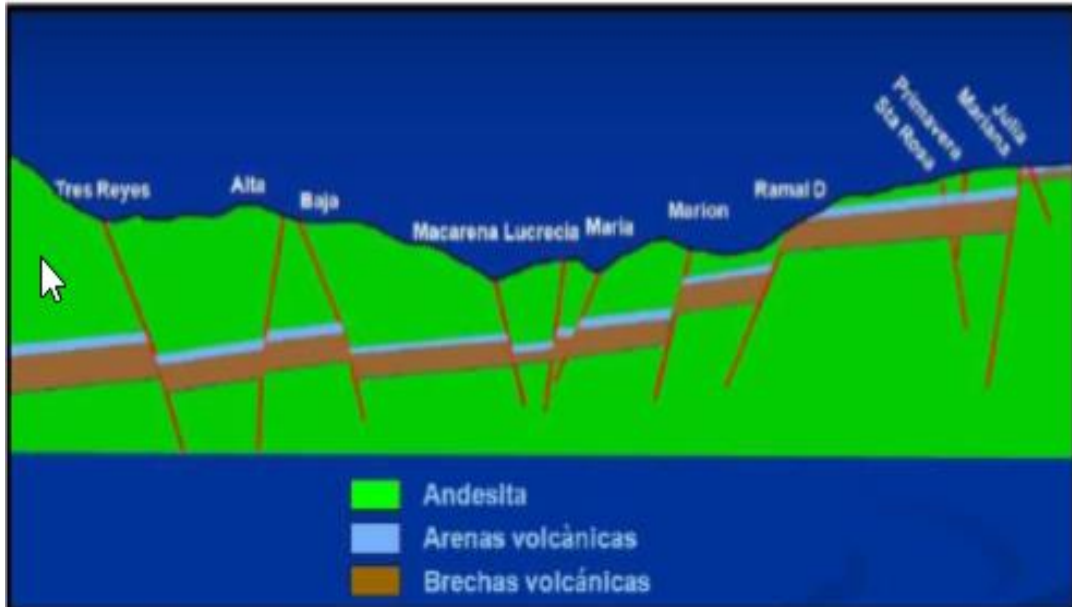


Figura 29: Distribución geológica idealizada

4.1.12. GEOLOGÍA ECONÓMICA

Minerales De Mena

Pirargirita – Proustita $S_3(SbAs)Ag_3$: A estos minerales también se les conoce con el nombre de platas rojas o rosicler. La pirargirita se diferencia de la proustita por color y por llevar patina gris como revestimiento. Se presenta generalmente en forma diseminada y bandeada. Se encuentran asociada con polibasita, tetrahedrita y galena.

Polibasita $Cu(Ag,Cu)_6Ag_9Sb_2S_{11}$: Constituye con la pirargirita los minerales de plata comunes y portadores de Sb de color gris acero a negro a negro hierro de brillo metálico y raya gris. Se presenta en forma bandeada o diseminada y asociada a la pirargirita y la tetrahedrita.

Tetraedrita $(Cu, Fe)_{12}Sb_4S_{13}$: Se presenta comúnmente en forma diseminada pocas veces bandeada. Se encuentra asociada a la galena, blenda, pirita calcopirita y sulfosales.

Tennantita $Cu_{12}As_4S_{13}$: Se presenta con las mismas propiedades cristalográficas y físicas de la tetrahedrita pero ocurriendo con menor frecuencia.

Argentita Ag_2S : Se presenta en forma de venillas y diseminada con mayor frecuencia. Se encuentra asociada con galena y tetrahedrita.

Galena PbS : Se presenta con frecuencia en grandes masas exfoliables masiva y granular. Se encuentra asociada a la pirita, esfalerita y calcopirita.

Esfalerita ZnS : Se presenta con mayor frecuencia en forma masiva, formando venillas de potencias variables. Se encuentra asociada a la galena, pirita y calcopirita.

Calcopirita $CuFeS_2$: Se presenta principalmente en forma masiva y rara vez en forma de cristales. Se encuentra asociada a la esfalerita, pirita y galena.

Plata nativa: Se presenta con mayor frecuencia en forma arborescente y en forma de hilos finos contorneados.

Electrum: Se presenta con poca frecuencia. Se presenta asociado con la pirargirita y tetrahedrita.

Minerales de ganga

Cuarzo SiO_2 : Se presenta en forma masiva y cristalina frecuentemente formando drusas y bandas paralelas al techo y piso de la veta. Superficialmente se presenta en forma de cuarzo lechoso.

Calcita $CaCO_3$: Se presenta en cantidades apreciables y generalmente en forma masiva y con buena exfoliación, también ocurre en forma de masas granulares finas y compactas. Su coloración es variable entre blanco a incoloro.

Rodocrosita CO_3Mn : Se presenta con mayor frecuencia en forma andeada y compacta. Se diferencia de la rodonita por su menor dureza.

Rodonita SiO_3Mn : Se presenta generalmente en forma masiva, compacta y bandeada. Es considerada junto con la rodocrosita como minerales de control mineralógico.

Pirita S_2Fe : Se presenta con mayor frecuencia en forma masiva y diseminada, pocas veces en forma de pequeños cristales.

Fluorita F_2Ca : Se presenta principalmente en grandes masas granulares y compactas, pocas veces en forma cristalizada, generalmente cúbicos y octaédricos, su color es verde claro a verde oscuro y asociado con la calcita, galena, pirita y blenda.

4.2. PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

El tajeo 2147, a la fecha presenta un puente respecto a la galería del nivel superior de 04.00 metros en el Ala SE y de 2.0 a 3.0m en el Ala NW, Se viene realizando minado en Breasting. Por lo que se ha realizado el mapeo geomecánico y evaluación de estabilidad del tajeo para la recuperación del puente que hay entre el tajeo 2147 y la galería del nivel superior, se considera que la galería tiene un losa de concreto de 210 Kgr/cm² de resistencia, en toda la longitud de la galería con un espesor 0.3m, reforzado con malla electrosoldada y anclado con Split set de 4 pies, se realiza el mapeo geomecánico con el sistema de clasificación GSI y RMR.

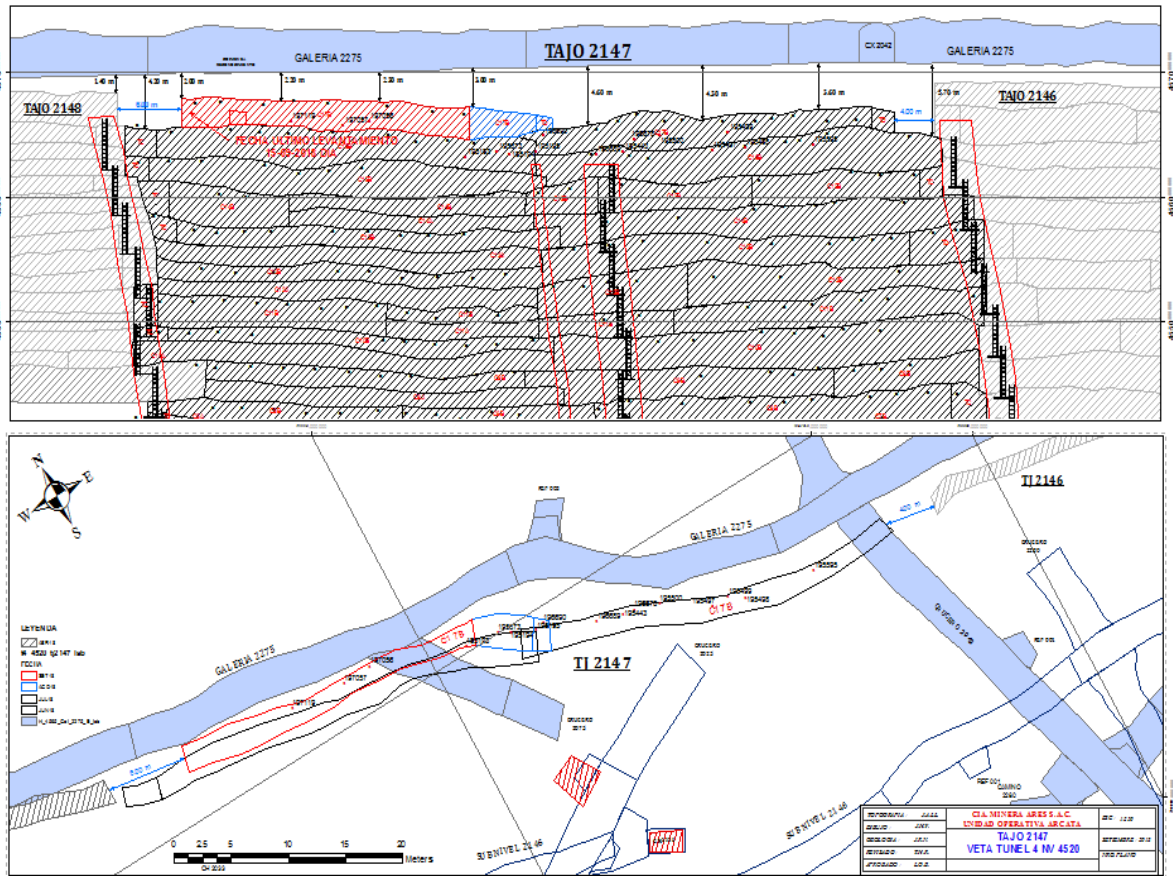


Figura 30: Plano Topográfico Tajo 2147

4.2.1. CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

Para definir las propiedades geomecánicas de la zona de estudio se realizó la caracterización del terreno mediante estaciones geomecánicas los cuales fueron procesados de acuerdo al protocolo establecido por el área de geotecnia.

Finalmente la información es procesada y representada en planos geomecánicos, cuadros y gráficos. Para el presente trabajo se presenta un resumen de las caracterizaciones obtenidas siendo mostradas a detalle en la parte de anexos.

RESUMEN DE CARACTERIZACION DEL MACIZO ROCOSO

Estacion Geotecnica: EG - 01

Ref: Pto 16475

Nivel: 4600

Densidad de polos (Scatter plot):

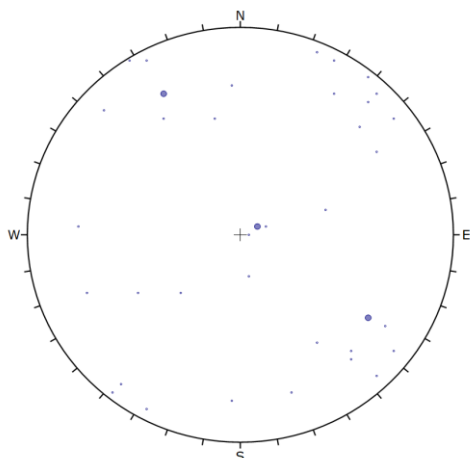
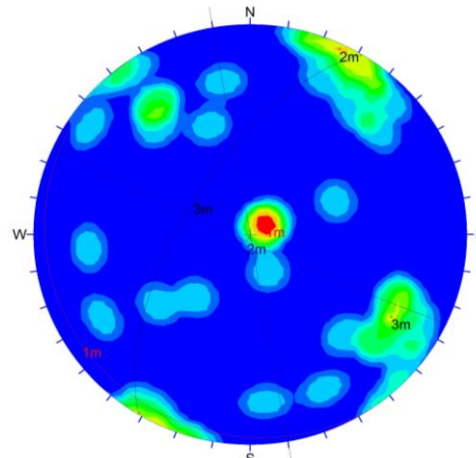


Diagrama de contorno y familias de discontinuidad:



Legenda de proyeccion estereografica:

Symbol	Scatter
○	1 Pole Vectors
●	2 Pole Vectors

Color	Density Concentrations
Light Blue	0.00 - 1.00
Light Green	1.00 - 2.00
Light Yellow	2.00 - 3.00
Yellow	3.00 - 4.00
Orange	4.00 - 5.00
Red-Orange	5.00 - 6.00
Red	6.00 - 7.00
Dark Red	7.00 - 8.00
Dark Orange	8.00 - 9.00
Dark Red	9.00 - 10.00

Contour Data	Pole Vectors
Maximum Density	9.83%
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

	Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes				
1m	Red	7	244	1 fam.
2m	Blue	87	215	2 fam.

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	40 (40 Entries)
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Area

Resumen:

1. Orientacion de Familias

Familia	Dip	Dip Direction	Clasificacion
1ra	7°	244°	MS
2da	87°	215°	TC
3ra	65°	301°	

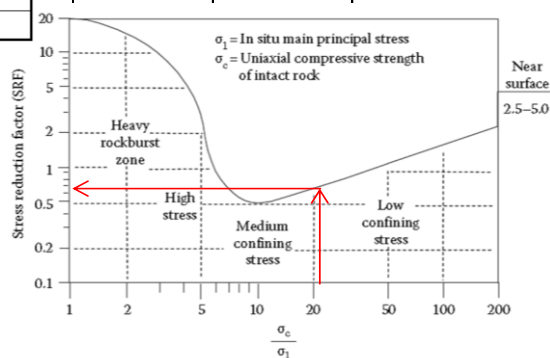
2. Clasificacion del Macizo rocoso

Sistema	Valor	Tipo de Roca
RQD	66	Regular
RMR (1989)	56	Regular "B"
Q-Barton	16	Bueno
GSI (2013)	64	Buena

Número de Estabilidad (N')	
N' Caja Piso	32
N' Caja Techo	1

3. Condicion de esfuerzos

UCS (σ_c)	120 Mpa
Sv (σ_3)	3.8 Mpa
Sh (σ_1)	5.7 Mpa
σ_c/σ_1	20.9



Clasificacion de familias de discontinuidades	
Muy significativo (MS):	>6%
Significativo (S):	4% - 6%
Tratar con cuidado (TC):	< 4%

Figura 31: Tabla de resumen de caracterización geomecanica

4.2.3. EVALUACIÓN DEL TIEMPO DE AUTO SOPORTE

En esta etapa analizaremos el comportamiento de estabilidad del tajo durante el proceso de minado. Para ello utilizamos el gráfico postulado por Bieniawsky, el cual correlaciona el tiempo de auto soporte y el spam (longitud máxima abierta sin sostenimiento).

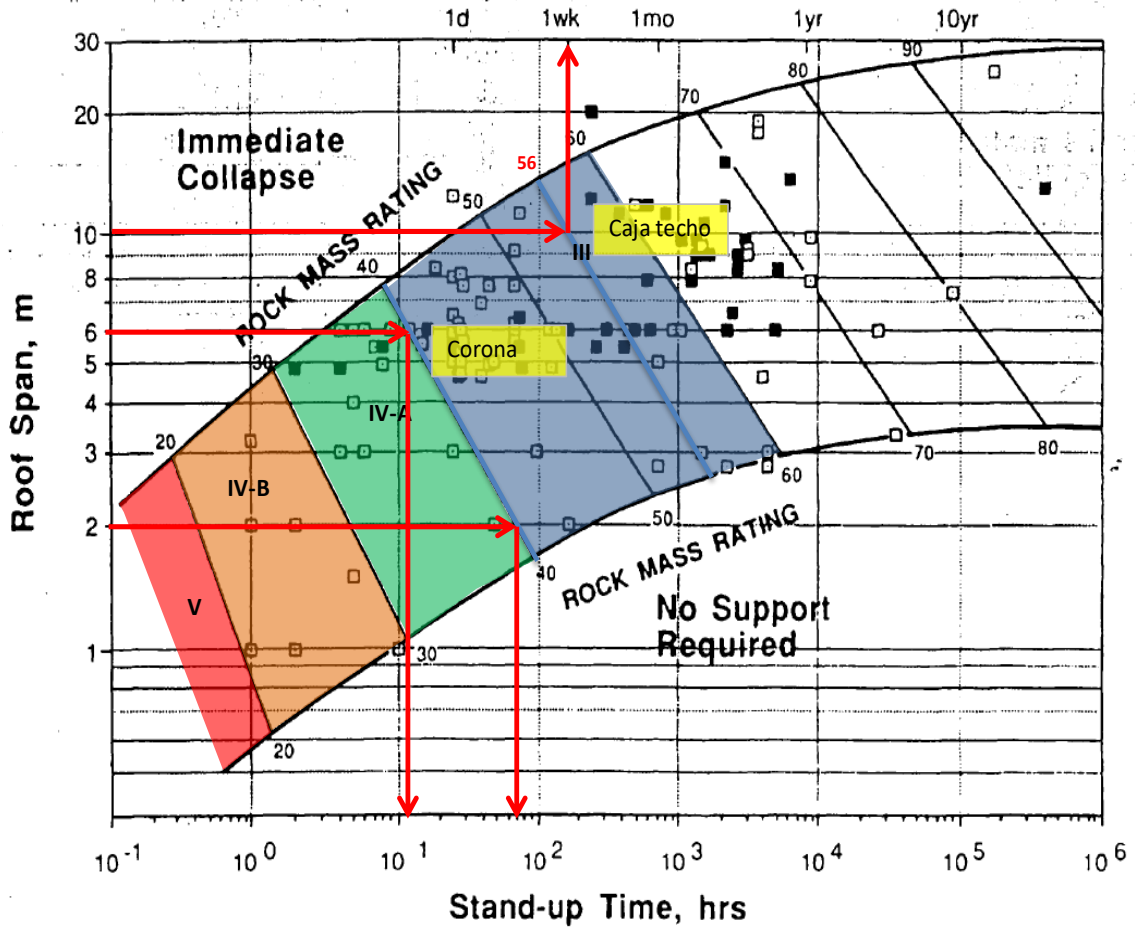


Figura 33: Gráfico de tiempo de autosoporte

Del gráfico se afirma que, la caja techo puede llegar hasta un Spam de 10m con una semana de tiempo de auto soporte, sin embargo la corona a 6m de abertura presenta un tiempo de auto soporte de 10 horas. A 2m de avance se tiene aproximadamente 72 horas (3 días).

4.2.4. ANÁLISIS MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD

El método gráfico de estabilidad permite determinar el dimensionamiento óptimo de los tajos. Este método de estabilidad correlaciona el número de estabilidad ($N' = Q' \times A \times B \times C$) con el radio hidráulico (RH).

El índice Q' , se determinó en base a las características geomecánicas de las discontinuidades del macizo rocoso caracterizadas en las estaciones geotécnicas.

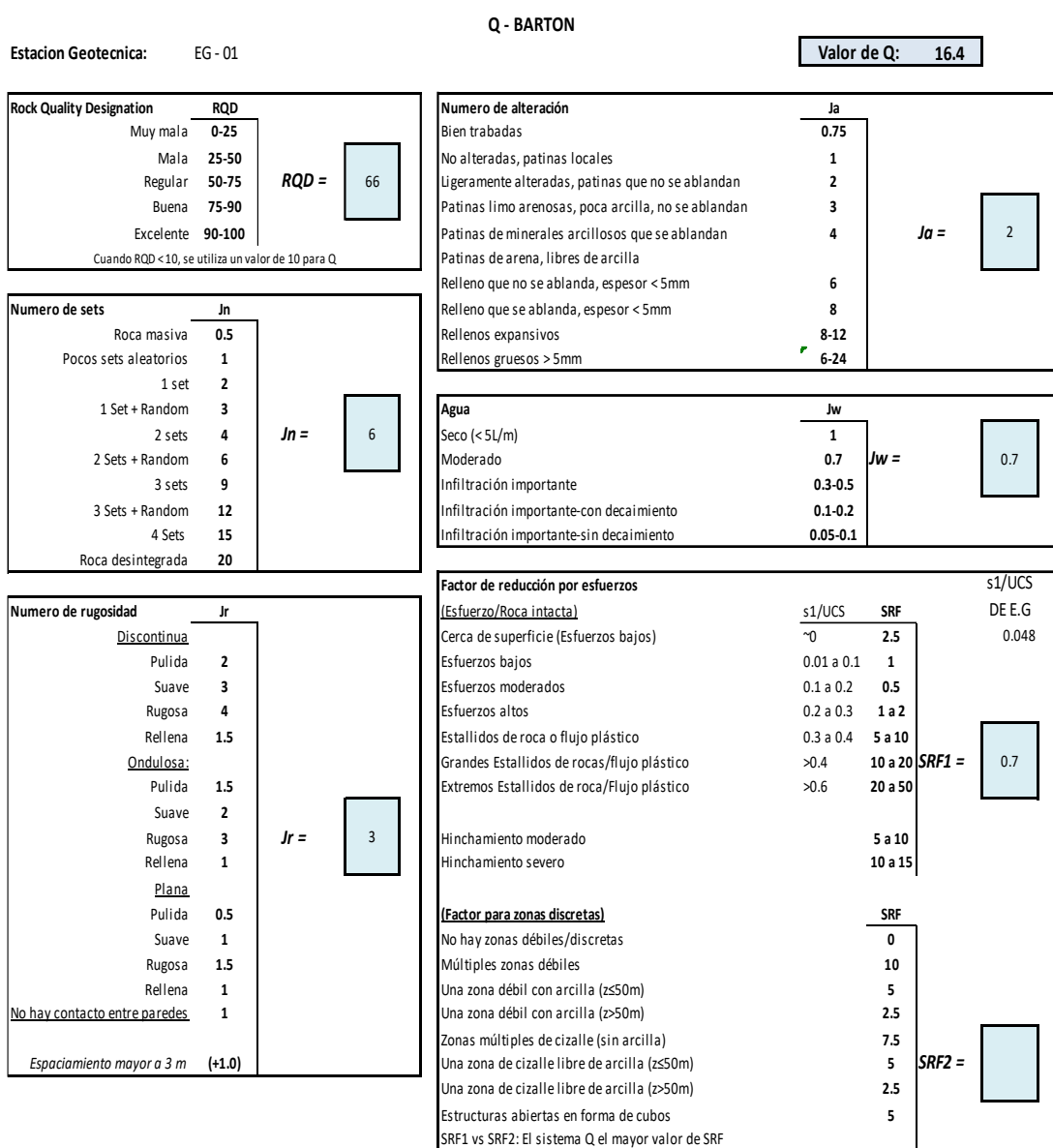
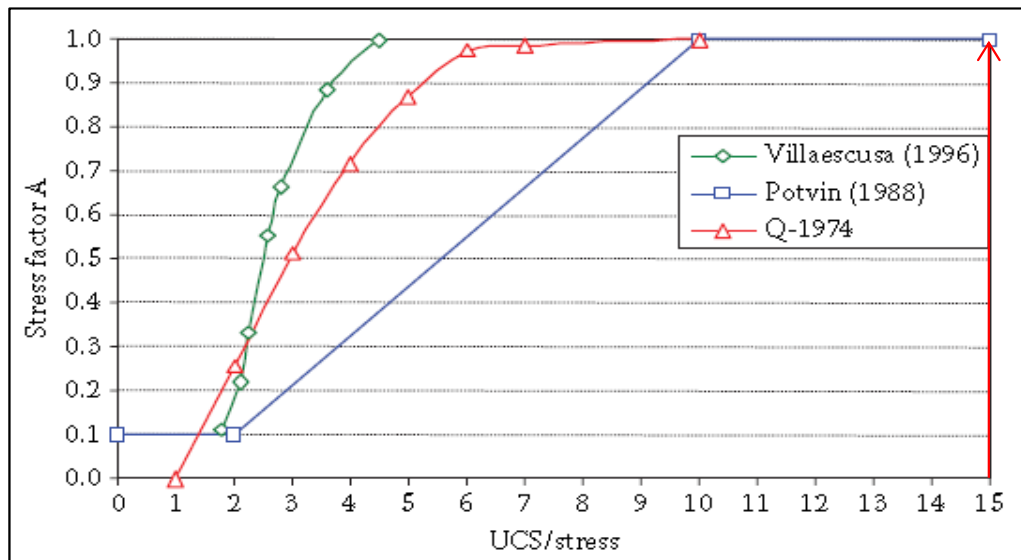


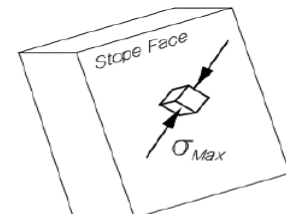
Figura 34: Estimación de Q-Barton

El factor A (Factor de esfuerzos en la roca), se tomó en cuenta la resistencia a la compresión uniaxial promedio y esfuerzo máximo calculado para cada estación geomecánica.

Factor A:



	FW	Corona
UCS:	120	80
Stress:	5.7	5.7
UCS/Stress:	20.92	13.94
A:	1	1

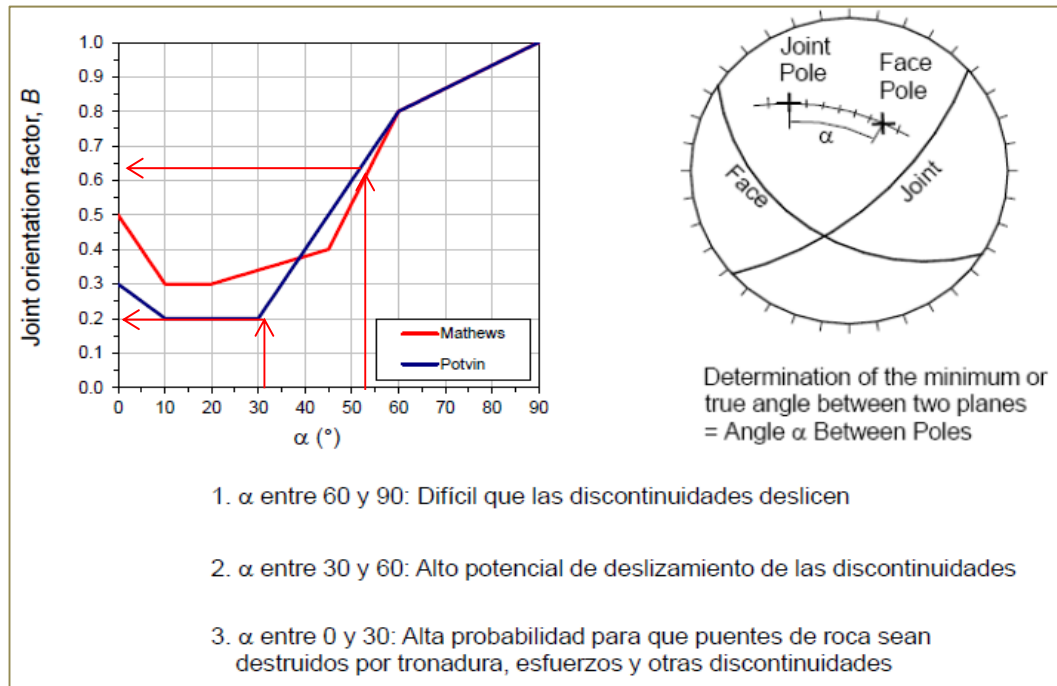


Obtain σ_{max} from 2D or (preferably) 3D numerical stress modelling.

Figura 35: Obtención de factor A

El factor B (Factor de ajuste por orientación de discontinuidades), se determinó en base a la diferencia de ángulos entre la orientación del eje de tajeo y la orientación de las discontinuidad de mayor predominio equivalente (según la proyección estereográfica del compósito de medición de discontinuidades).

Factor B:

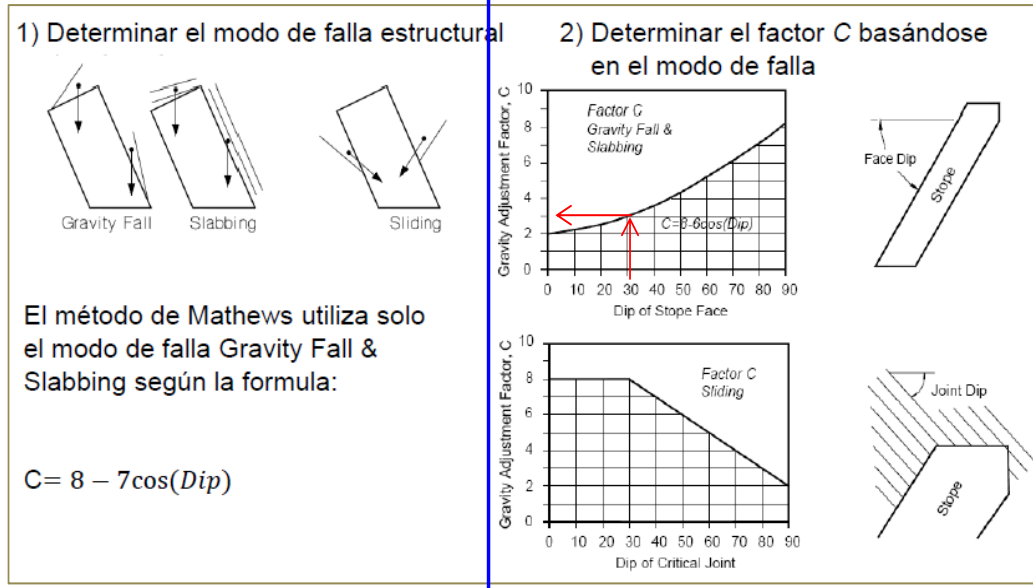


	FW	Corona
α°	52°	30.0
B	0.65	0.20

Figura 36: Obtención de Factor B

El factor C (Factor de ajuste gravitacional), se determinó en base a la inclinación promedio de la veta Tunel 4.

Factor C:

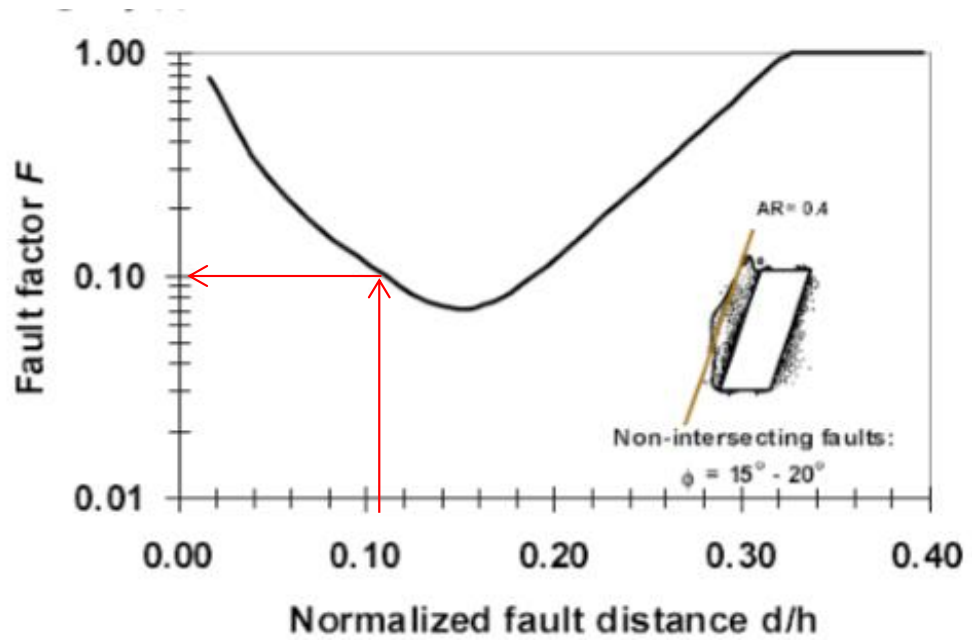


	FW	Corona
DF/DCJ:	32°	60°
C:	3	4.5

Figura 37: Obtención de Factor C

Factor de Falla (f), se determina por la distancia hacia la cara expuesta versus la altura de dicha cara. Este factor es aplicado a la corona ya que la estructura presenta la falla en su caja techo.

Factor de falla F:

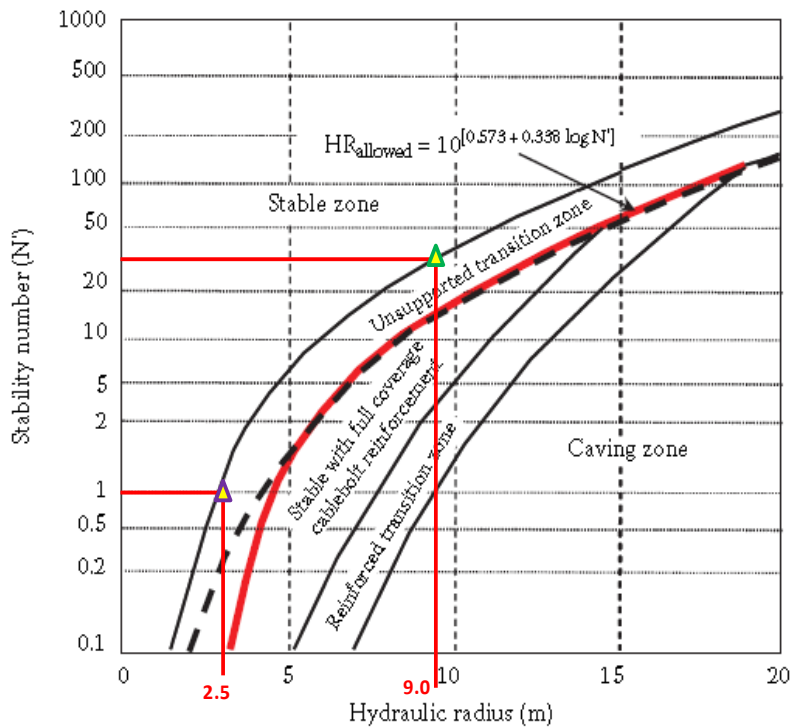


d	0.5
h	4.5
d/h	0.11
F	0.1

Figura 38: Obtención de Factor de falla.

Numero de Estabilidad (N'), este índice se obtiene relacionando el valor del índice Q' y los valores de los factores A, B y C.

iii. Gráfico de estabilidad



CARA	Q'	A	B	C	f	N'	RH
HW ▲	16.4	1	0.65	3		32	9.0
Corona ▲	7.6	1	0.20	5	0.1	1	2.5

Figura 39: Obtención de gráfico de estabilidad.

ANÁLISIS DE RADIO HIDRÁULICO

Definida la altura de banco 4.50m se realiza el análisis de sensibilidad de Radio Hidráulico haciendo variar el Largo de minado.

Análisis de la caja techo

Altura (m)	Long. (m)	RH
5.5	20	2.2
5.5	30	2.3
5.5	40	2.4
5.5	50	2.5
5.5	60	2.5
5.5	70	2.5

Tabla 4: Sensibilidad de radio hidráulico de la caja techo.

ANÁLISIS DE LA CORONA

Altura (m)	Long. (m)	RH
1.5	20	0.7
1.5	30	0.7
1.5	40	0.7
1.5	50	0.7
1.5	60	0.7
1.5	70	0.7

Tabla 5: Sensibilidad de radio hidráulico de la corona

4.2.5. ANÁLISIS POR NUMERO DE ELEMENTOS FINITOS – PHASES2

De los cálculos obtenidos anteriormente se tiene el cuadro de propiedades del macizo rocoso.

PROPIEDADES DEL MACIZO ROCOSO								
ROCA	RMR	DENSIDAD Ton/m ³	mu	su	md	sd	Mod. Def. E (Mpa)	Mod. Poisson v
Caja techo	56	0.021	2.762	0.002479	0.401	0.000129	7943.28235	0.2
Veta	40	0.026	1.472	0.000730	0.144	0.000020	4216.96503	0.3
Caja Piso	56	0.21	3.422	0.004828	0.616	0.000335	11220.1845	0.3
Losa	50	0.21	3.186	0.003866	0.534	0.000240	10000	0.2

Tabla 6: Propiedades del macizo rocoso para análisis en Phases2.

Análisis de estabilidad para Minado

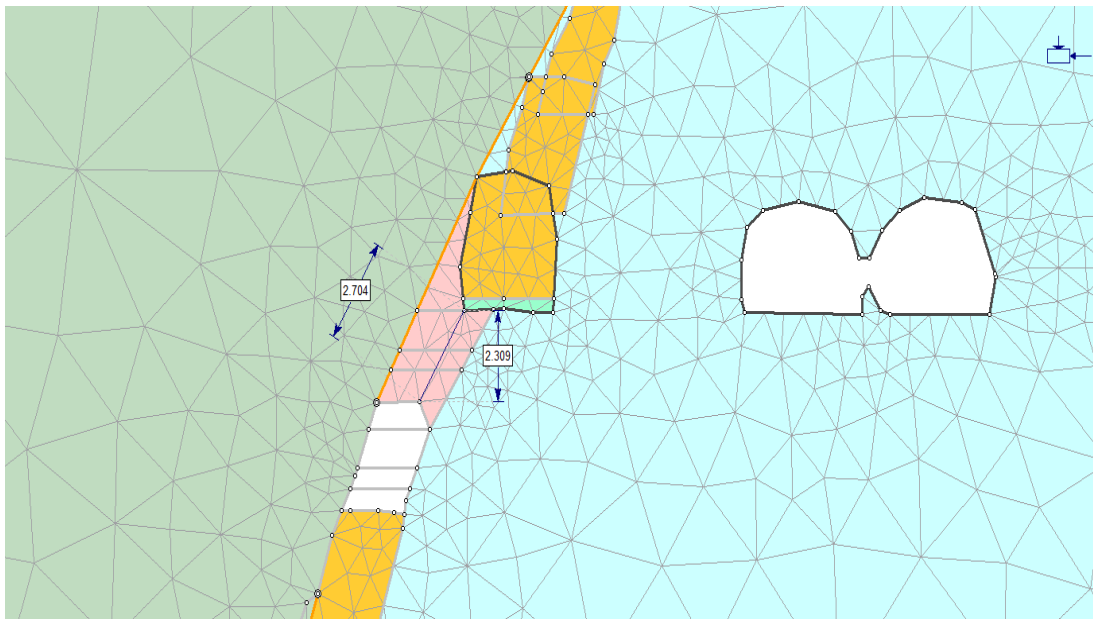


Figura 40: Puente actual en el ala norte tramo intermedio.

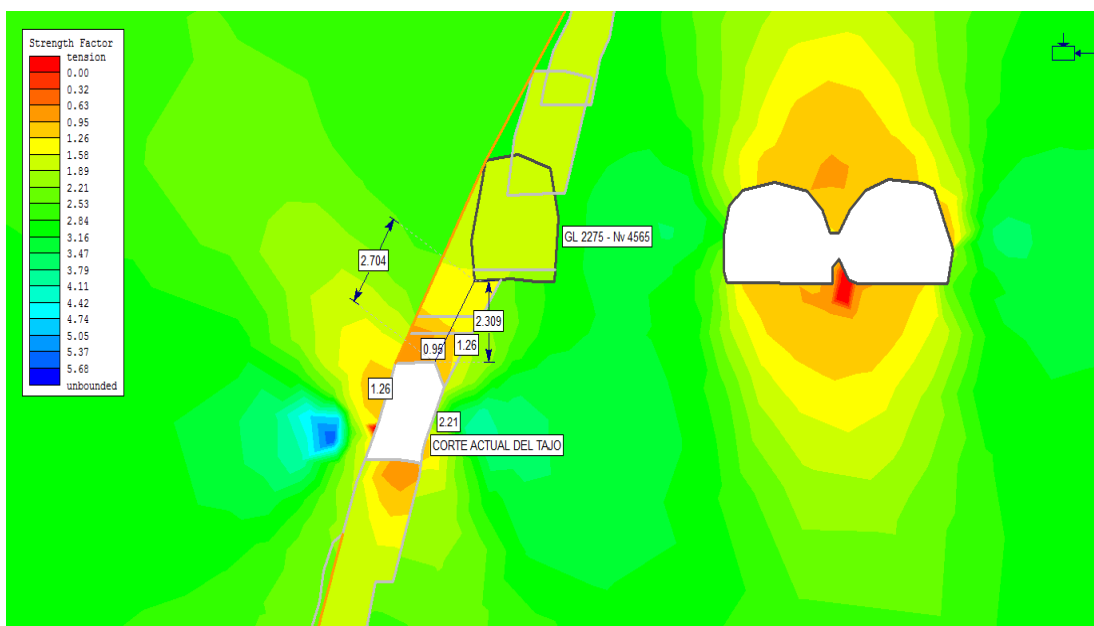


Figura 41: Análisis en Phases2 del puente de 2.0m.

Análisis de estabilidad con el corte actual, se observa que los factores de seguridad en la caja techo es de 1.26 y en la corona 0.95, los puentes respecto a la galería es de 2.3m.

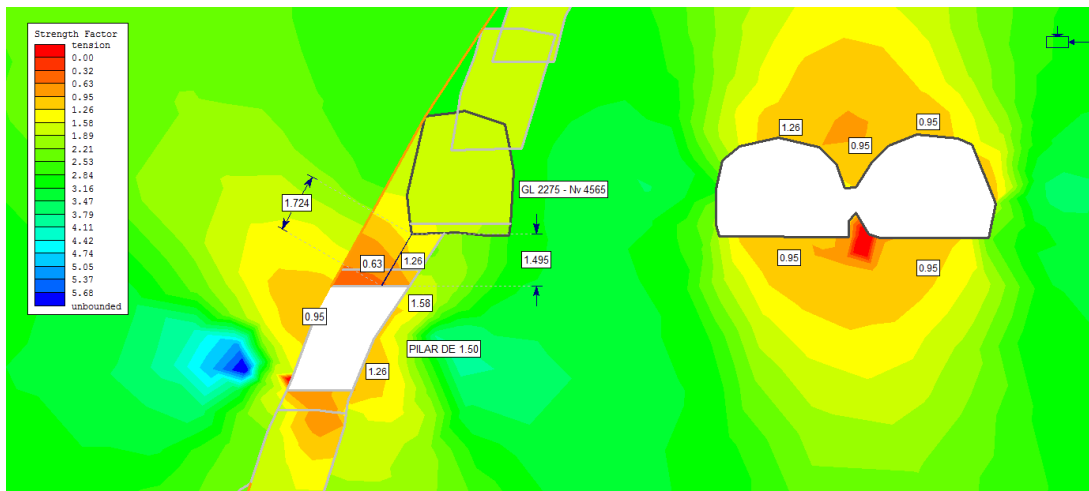


Figura 42: Análisis en Phases2 del puente de 1.50m

Análisis de estabilidad después de un corte en Breasting y dejando un puente 1.5m se observa alteración en la corona con factores de seguridad de 0.63 y 1.26 inestabilidad se genera en la caja techo con factores de seguridad 0.95, esto es por la condición de la roca muy fracturado pobre.

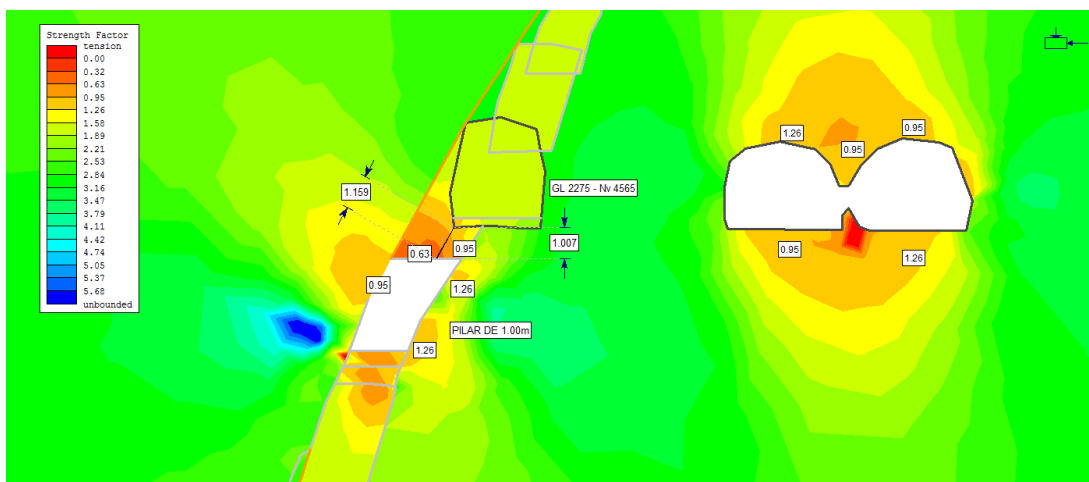


Figura 43: Análisis en Phases 2 del puente de 1.0m.

Análisis de estabilidad después de un corte en Breasting y dejando un puente 1.0m se observa alteración en la corona con factores de seguridad de 0.63 y 0.95 inestabilidad se genera en la caja techo con factores de seguridad 0.95, esto es por la condición de la roca muy fracturado pobre.

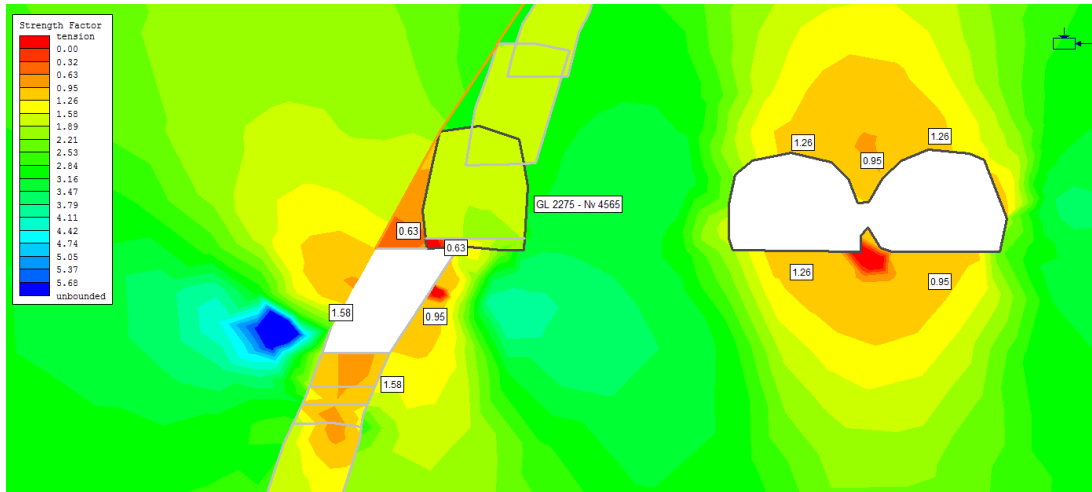


Figura 44: Análisis en Phases2 sin puente.

Análisis de estabilidad después de un corte en Breasting conectando a la losa, se tiene factores debajo de la estabilidad con posible falla de la losa.

4.3. PRUEBA DE HIPÓTESIS

Después de realizar los análisis se determina que la evaluación de la estabilidad geomecánica del tajeo 2147 determina positivamente la recuperación de mineral económico de la Unidad Arcata.

4.4. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

De acuerdo al análisis de estabilidad mediante método gráfico tenemos que la excavación sin sostenimiento se encuentra ubicada en la zona intermedia, es decir, de equilibrio entre una zona estable e inestable.

Debido a que el minado se realizará mediante método de corte y relleno ascendente con avance en breasting y que cada avance serán sostenidos, la estabilidad de la excavación incrementa según el método gráfico de estabilidad ubicándose en una zona estable.

CONCLUSIONES

- Se concluye que la evaluación de estabilidad geomecánica del tajeo 2147 determina la recuperación de mineral económico en la Unidad Arcata, es decir afirma la recuperación de mineral del puente de acuerdo a los siguientes resultados.
- De acuerdo al análisis de estabilidad mediante método gráfico tenemos que la excavación sin sostenimiento se encuentra ubicada en la zona intermedia, es decir, de equilibrio entre una zona estable e inestable.
- Debido a que el minado se realizará mediante método de corte y relleno ascendente con avance en breasting y que cada avance serán sostenidos, la estabilidad de la excavación incrementa según el método gráfico de estabilidad ubicándose en una zona estable.
- Mediante el análisis de números finitos a través del software Phase2 se tiene que durante el minado la corona de la excavación tiene valores de factores de seguridad por debajo del equilibrio (>1), sin embargo se debe considerar que mediante el sostenimiento estos valores subirán por encima de la estabilidad.
- Determinada la recuperación de puentes en la unidad Arcata se incorporó un total de 180'000.00 toneladas de mineral de reserva al programa de producción anual durante del 2018.

RECOMENDACIONES

- El presente trabajo se tomará en cuenta para futuras evaluaciones teniendo en cuenta la similitud en las condiciones del tajo, forma, geometría, litología y condición geomecánica.
- Dado que el método gráfico estima condiciones para caras expuestas sin acceso a personal, se puede realizar estimaciones para minado en breasting en realce ya que se tendrá la corona y caja techo expuesto luego de su minado.
- Así también, en la estimación del método gráfico se considera un sostenimiento nulo, en el minado en breasting se considera el sostenimiento incrementando el factor de seguridad.
- Los métodos empíricos de evaluación geomecánica sirven como partida para establecer parámetros de minado, el método numérico de elementos finitos afirma mediante simulación los parámetros anteriormente detallados.
- Para obtener resultados pegados a la realidad es importante obtener parámetros geomecánicos a partir de ensayos de laboratorio que suministren información al modelo geomecánico.

BIBLIOGRAFÍA

- Bieniawski Z.T. (1989) "Engineering Rock Mass Clasification" Willey – Interscience Publication.
- Ernesto Villaescusa. (2003) "Global Extraction Sequences in Sublevel Stopping". MPES 2003, Conference Kalgoorlie April 2003.
- Jucheng Wang. (2004) "Influence of Stress, Undercutting, Blasting and Time on Open Stope Stability and Dilution" A Thesis Submitted to the College of Graduate Studies and Research in Partial Fulfillment of the Requirements for the Degree of Doctor of Philosophy in the Department of Civil and Geological Engineering University of Saskatchewan Saskatoon. Agosto 2004.
- Mark S. Diederichs and Peter K. Kaiser. (1996) "Rock Instability and Rosk Analyses in Open Stope Mine Design". Canada, Geotech.
- M. Lipalile, A.W. Naismith†, and A.B. Tunono. (2005) "Geotechnical considerations in the design of the MOCB mining method at Konkola No. 3 shaft". Octubre 2005.
- Brady B.H.G & brown E.T. (2005) "Rock mechanics for Underground Mining" Third Edition Kluwer Academic Publishers.
- Brady B.H.G. & Brown E.T. (2005) "Rock Mechanics for Underground Mining" Third Edition Kluwer Acadmic Publishers.
- Brown E.T. (1981) "Rock Characterization Testing and Monitoring" ISRM Suggested Methods – Commission on Testing Methods, International Society for Rock Mechanics.

Esterhuizen G.S. (1999) "Evaluation of the strength of slender pillars" National
Intitute for Ocupational Safety and Health (NIOSH, PA.). Pennsylvania.

Hoek E., Kaiser P., Bawden W. (1995) "Support of Underground Excavations in
Hard Rock" A.A. Balkema.

Hoek E. (2002) "Practical rock engineering" Rocscience.

ANEXOS

DESCRIPCION DEL MACIZO ROCOSO

Estacion Geotecnica: EG-01 Ref: Pto 16475
 Fecha: 02/02/18 Labor: Tj 2147 Zona: Tunnel 4 Nivel: 4600 Encampame: 150 m Norte: 8,342,045.000
 Resistencia: 120 Mpa Daño voladura: 0.8 Densidad: 2.55 t/m3 Sv: 3.83 Mpa Sh: 5.74 Mpa UCS/σ1: 20.9 Cota: 4,648.000
 Este: 789,950.000

Prog.	Dip	DDir	Litologia	Espac (cm)	Persist (m)	Rug < esc	Rug > esc	Tipo Relleno	Resist. Relleno	Apertura Relleno (mm)	Alteración	T/C	Humedad	Set	Observaciones
1	82	30	andesita	20	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S1	0.25-0.5	Descolorada	Diaclasa	Seco	2	
2	80	300	andesita	15	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S1	0.25-0.5	Descolorada	Diaclasa	Seco		
3	70	205	andesita	10	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S2	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco		
4	78	215	andesita	10	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S2	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco	2	
5	54	318	andesita	15	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S2	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco		
6	85	210	andesita	15	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S2	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco	2	
7	70	296	andesita	20	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S2	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco		
8	88	195	andesita	20	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S2	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco	2	
9	64	145	andesita	15	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S2	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco		
10	16	335	andesita	18	3-10	6-8	Ond/Rugosa	Arc	S1	0.1-0.25	Descolorada	Falla	Humedad		
11	70	335	andesita	18	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S2	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Humedad		
12	64	85	andesita	20	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S3	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco		
13	88	30	andesita	15	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S3	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco	2	
14	90	20	andesita	10	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S3	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco	2	
15	63	295	andesita	12	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S3	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco		
16	68	310	andesita	15	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S3	0.25-0.5	Descolorada	Diaclasa	Seco		
17	66	230	andesita	15	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S3	0.25-0.5	Descolorada	Diaclasa	Seco		
18	62	295	andesita	20	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S3	0.25-0.5	Descolorada	Diaclasa	Seco		
19	6	235	andesita	20	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S3	0.25-0.5	Descolorada	Diaclasa	Seco	1	
20	80	225	andesita	20	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S3	0.25-0.5	Descolorada	Diaclasa	Seco		
21	90	140	andesita	18	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S2	0.25-0.5	Descolorada	Diaclasa	Seco		
22	10	235	andesita	18	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S2	0.25-0.5	Descolorada	Diaclasa	Seco	1	
23	63	170	andesita	20	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S3	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco		
24	5	245	andesita	25	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S3	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco	1	
25	6	230	andesita	20	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S3	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco	1	
26	35	248	andesita	15	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S3	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco		
27	65	310	andesita	15	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S3	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco		
28	68	60	andesita	10	1-3	8-10	Ond/Rugosa	Arc	S3	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco		
29	83	310	andesita	40	3-10	6-8	Ond/Lisa	Arc	S3	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco		
30	56	140	andesita	20	3-10	6-8	Ond/Lisa	Arc	S3	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco		
31	69	355	andesita	30	1-3	8-10	Ond/Lisa	Arc	S3	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco		
32	32	40	andesita	25	1-3	8-10	Ond/Lisa	Arc	S3	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco		
33	83	200	andesita	20	1-3	8-10	Ond/Lisa	Arc	S3	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco	2	
34	66	145	andesita	20	1-3	8-10	Ond/Lisa	Arc	S3	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco		
35	79	125	andesita	15	1-3	8-10	Ond/Lisa	Arc	S3	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco		
36	65	220	andesita	15	1-3	8-10	Ond/Lisa	Arc	S3	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco		
37	46	160	andesita	18	1-3	8-10	Ond/Lisa	Arc	S3	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco		
38	83	214	andesita	18	1-3	8-10	Ond/Lisa	Arc	S3	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco	2	
39	45	52	andesita	20	1-3	8-10	Ond/Lisa	Arc	S3	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco		
40	84	145	andesita	18	1-3	8-10	Ond/Lisa	Arc	S3	0.1-0.25	Descolorada	Diaclasa	Seco		

Martillo Schmidt (realizar 20 mediciones)

Indice de rebote (mat 1) / 40 / 40 / 30 / 52 / 37 / 47 / 40 / 34 / 30 / 39 / 54 / 36 / 50 / 39 / 62 / 40 / 34 / 46 / 54 / 42 /

Indice de rebote (mat 2)

Orientacion del equipo:

RQD* Equivalente Jv: 15
 RQD* = 115 - 3.3 Jv 66

**RESISTENCIA A LA COMPRESION - CAMPO
MARTILLO SCHMIDT**

Estacion Geotecnica: EG - 01

Medicion 1

Item	Indice de rebote Campo	Indice de rebote validos
1	40	62
2	40	54
3	30	54
4	52	52
5	37	50
6	47	47
7	40	46
8	34	42
9	30	40
10	39	40
11	54	
12	36	
13	50	
14	39	
15	62	
16	40	
17	34	
18	46	
19	54	
20	42	
Promedio:		48.7
Contar		10

UCS: **120 Mpa.**

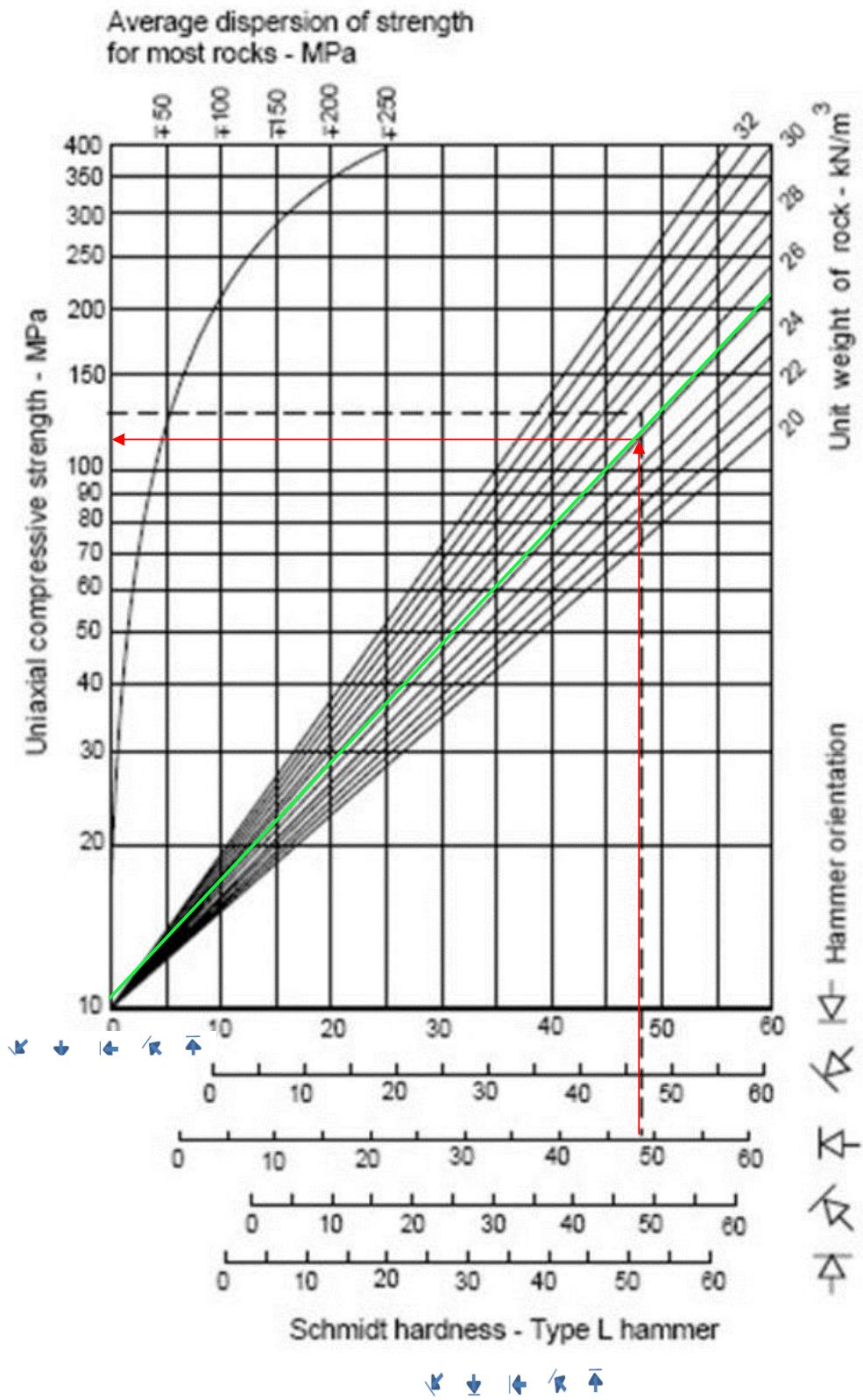
Medicion 2

Item	Indice de rebote Campo	Indice de rebote validos
1	0	
2	0	
3	0	
4	0	
5	0	
6	0	
7	0	
8	0	
9	0	
10	0	
11	0	
12	0	
13	0	
14	0	
15	0	
16	0	
17	0	
18	0	
19	0	
20	0	
Promedio:		0.0
Contar		10

UCS:

Anexo 3: Formato de resistencia a la compresión – Martillo Schmidt

ABACO DE CORRELACION - INDICE DE REBOTE & UCS



Anexo 4: Correlación de rebote vs UCS

RMR - BIENIAWSKI (1989)

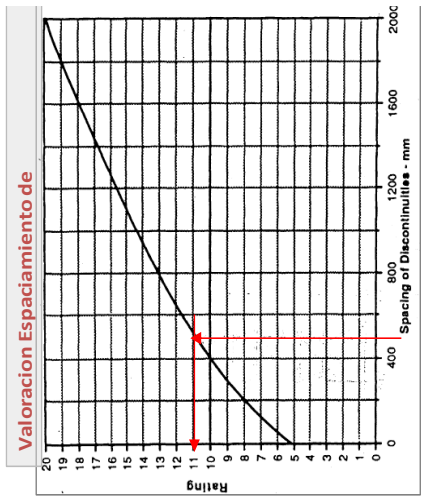
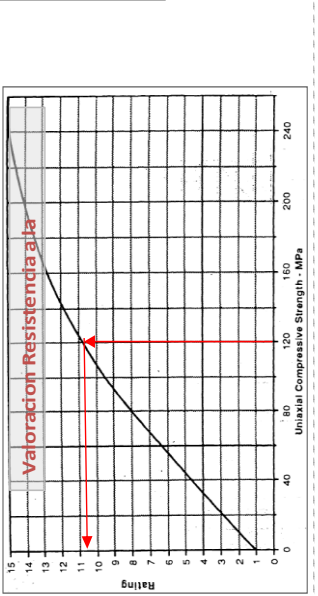
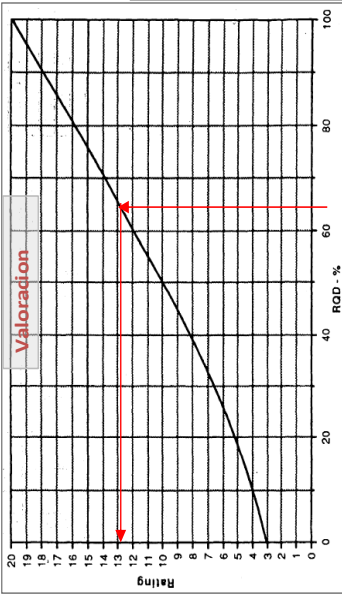
Estacion Geotecnica: EG - 01

PARAMETROS	1. RESISTENCIA A LA COMPRESION (Mpa)		2. ROD		3. ESPACIAMIENTO (m)		4. CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES						5. AGUA SUBTERRANEA		6. AJUSTE POR ORIENTACION		VALOR TOTAL RMR BASICO (suma de valoracion 1 a 5)	VALOR TOTAL RMR AJUSTADO (suma de valoracion 1 a 6)																																		
	VAL.	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28																																	
Punto de Mapeo	1 > 250 Mpa	2 > 250 Mpa	3- 50-100 Mpa	4- 25-50 Mpa	5- < 25 Mpa	1- 90-100%	2- 75-90%	3- 50-75%	4- 25-50%	5- < 25%	1- > 2 m	2- 0.6-2 m	3- 200-600 mm	4- 60-200 mm	5- < 60 mm	1- < 1m	2- 1-3 m	3- 3-10 m	4- 10-20 m	5- > 20 m	1- Cerrada 0	2- Muy Angosta < 0.1 mm	3- Angosta 0.1 - 1.0 mm	4- Abierta 1.0 - 5.0 mm	5- Muy abierta > 5.0 mm	1- Muy rugoso	2- Rugoso	3- Ligeramente rugosa	4- Lisa	5- Muy lisa	1- Ninguna	2- Relleno duro < 5mm	3- Relleno duro > 5mm	4- Relleno blando < 5mm	5- Relleno blando > 5mm	1- No meteorizada	2- Ligeramente	3- Moderadamente	4- Altamente meteorizada	5- Descompuesta	1- Completamente seco	2- Humedo	3- Mojado	4- Goteo	5- Flujo	1- Muy favorable	2- Favorable	3- Regular	4- Desfavorable	5- Muy desfavorable	56	44

TIPO DE ROCA	RMR BIENIAWSKI	CLASIFICACION
II	71 - 80	BUENA "A"
II-B	61 - 70	BUENA "B"
III	51 - 60	REGULAR "A"
III-B	41 - 50	REGULAR "B"
IV	31 - 40	MALA "A"
IV-B	21 - 30	MALA "B"
V	0 - 20	MUY MALA

EFFECTO DE LA ORIENTACION DEL RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN TUNELES

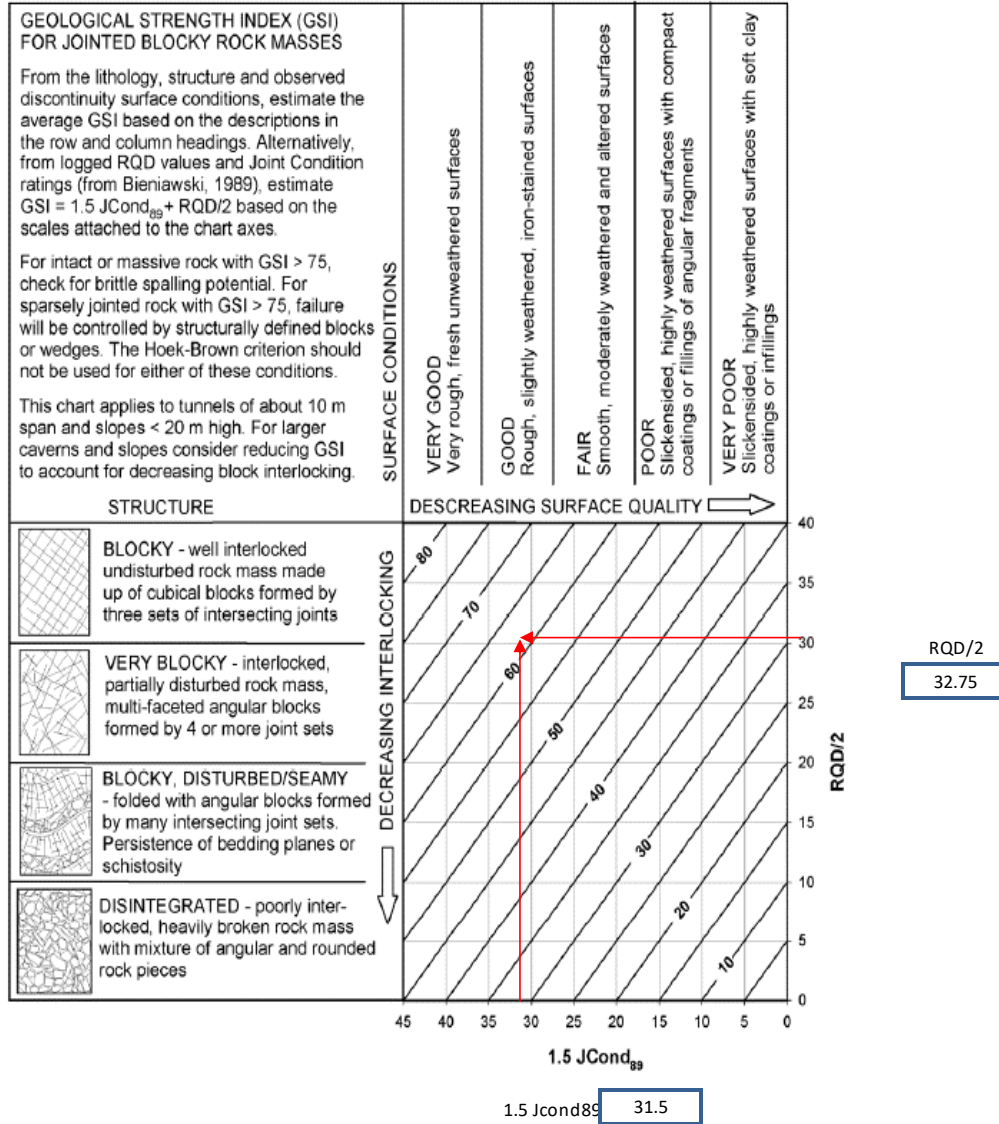
Rumbo perpendicular al eje del tunel	
Excavacion hacia el buzamiento. Buz 20 - 45	Favorable
Muy Favorable	Excavacion contra el buzamiento. Buz 45 - 90
Excavacion contra el buzamiento. Buz 45 - 90	Desfavorable
Regular	Regular
Rumbo paralelo al eje del tunel	
Buzamiento 45 - 90	Buzamiento 20 - 45
Muy Desfavorable	Regular
Buzamiento de 0 - 20. Independiente del rumbo	Regular



Anexo 6: Formato de Clasificación según RMR

GSI - HOEK Y BROWN (2013)

Estacion Geotecnic: EG - 01



$GSI = 1,5 \cdot J_{con89} + \frac{RQD}{2}$ <p>Comparing the ratings for $JCond_{89}$ with those allocated to J_r and J_a by Barton et al (1974) [7] (see Appendix 1) gives the relationship $JCond_{89} = 35 \frac{J_r/J_a}{(1 + J_r/J_a)}$. Substitution of this relationship into equation 1 yields:</p> $GSI = \frac{52 J_r/J_a}{(1 + J_r/J_a)} + RQD/2 \quad (3)$	<p>J_r: 3</p> <p>J_a: 2</p> <p>RQD: 66</p> <hr/> <p style="text-align: center;">GSI: 64</p>
--	--

Anexo 7: Clasificación según GSI

UNIDAD BASICA DE EXPLOTACION

1. SIN ENTRADA DE PERSONAL

1. Grafico para estabilidad de caserones
Mathews 1981
[Potvin 1988](#)
Ouchi 2004

2. Grafico de Caving
Laubscher 1987-1990

2. METODO DE ESTABILIDAD GRAFICA:

i. Numero de estabilidad

Número de estabilidad : N' (Potvin), N (Mathews)

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

Q' Índice Q de Barton modificado

A Factor de esfuerzos

B Factor de orientación de discontinuidades

C Factor de ajuste por gravedad

$$Q' = \frac{RQD}{J_N} \frac{J_r}{J_a} \frac{J_w}{SRF}$$

$$Q' = \frac{RQD}{J_N} \frac{J_r}{J_a}$$

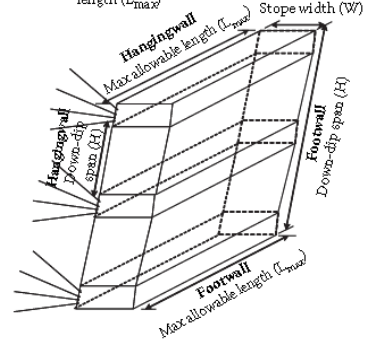
Rango	RQD/J_n	J_r/J_a	A	B	C	N'
Máximo	0,5 - 200	0,025 - 5	0,1 - 1	0,2 - 1	2 - 8	0,0005 - 8000
Típico (roca dura)	2,5 - 25	0,1 - 5	0,1 - 1	0,2 - 1	2 - 8	0,1 - 1000

ii.

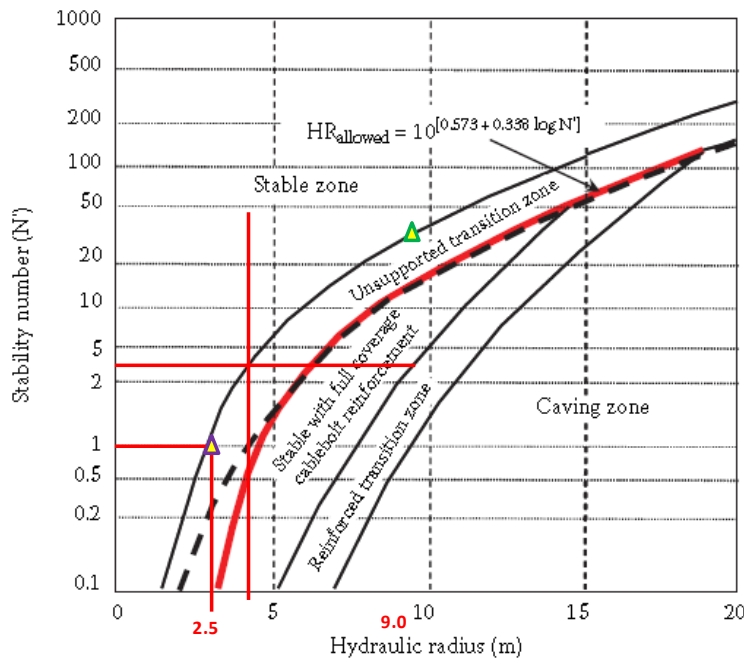
$$HR = \frac{\text{Area}}{\text{Perimeter}}$$

$$HR_{\text{back}} = \frac{L^2 W}{2^2 (L+W)} \quad HR_{\text{hangingwall}} = \frac{L^2 H}{2^2 (L+H)}$$

$$\text{Maximum allowable length } (L_{\text{max}}) = \frac{2^2 HR^2 H}{(H - 2^2 HR)} \quad \text{Back Stope width } (W)$$



iii. Gráfico de estabilidad



CARA	Q'	A	B	C	f	N'	RH
HW ▲	16.4	1	0.65	3	0.1	3	4.0
Corona ▲	7.6	1	0.20	5	0.1	1	2.5

Anexo 8: Criterio de evaluación según Método gráfico de estabilidad

MATRIZ DE CONSISTENCIA

PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLES/INDICADORES
<p>PROBLEMA PRINCIPAL ¿La evaluación de la estabilidad geomecánica del tajeo 2147 determinará la recuperación de mineral económico en la Unidad Arcata?</p>	<p>OBJETIVO GENERAL Evaluar la estabilidad geomecánica del tajeo 2147 para la recuperación de mineral económico en la Unida Arcata.</p>	<p>HIPOTESIS PRINCIPAL La evaluación de la estabilidad geomecánica del tajeo 2147 determina la recuperación de mineral económico de la Unidad Arcata.</p>	<p>VARIABLE INDEPENDIENTE La evaluación de la estabilidad geomecánica del tajeo 2147.</p>
<p>PROBLEMAS ESPECIFICOS ¿Cuáles son los parámetros geomecánicos del tajeo 2147? ¿Cuáles son los parámetros geomecánicos del tajeo 2147?</p>	<p>OBJETIVOS ESPECIFICOS Evaluar los parámetros geomecánicos del tajeo 2147. Evaluar las estructuras y mineralización del tajeo 2147.</p>	<p>HIPOTESIS ESPECIFICOS Los parámetros geomecánicos son favorables para la estabilidad durante la recuperación de mineral. Las condiciones geológicas son favorables para la estabilidad durante la recuperación de mineral.</p>	<p>VARIABLE DEPENDIENTE Recuperación de mineral económico de la Unidad Arcata.</p> <p>VARIABLES INTERVINIENTES Condición estructural Condición Litológica</p>