

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Evaluación del macizo rocoso aplicando el método
gráfico de estabilidad para el dimensionamiento
geomecánico de tajeos**

Diego Alfredo Mejía León

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2021

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

AGRADECIMIENTO

Agradezco, en primer lugar, a Dios por bendecirme y guiarme por el camino de éxito. A nuestra casa superior de estudios, la Universidad Continental de Ciencias e Ingeniería por acogerme en sus majestuosas aulas llenos de conocimientos, respeto y de preparación para el futuro competitivo para ser un excelente profesional. A mis docentes, por su dedicación a mi formación profesional.

Especial agradecimiento a mi asesor el ingeniero Julio Fredy Porras Mayta.

Bach. Diego Alfredo Mejía León

DEDICATORIA

La presente tesis la dedico con amor y cariño a mis padres: Alfredo y Yolanda, por formarme en principios y valores, por su amor incondicional, ellos me enseñaron a ser responsable en cada etapa de mi vida; motivándome a seguir y cumplir cada uno de mis objetivos.

ÍNDICE DE CONTENIDO

AGRADECIMIENTO.....	I
DEDICATORIA.....	III
ÍNDICE DE CONTENIDO.....	IV
ÍNDICE DE FIGURAS	VI
ÍNDICE DE TABLAS	VII
ABSTRACT	IX
INTRODUCCIÓN	X
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO	12
1.1. Planteamiento y formulación del problema	12
1.1.1 Problema general.....	13
1.1.2 Problemas específicos.....	13
1.2. Objetivos	13
1.2.1 Objetivo general.....	13
1.2.2 Objetivos específicos	13
1.3. Justificación	14
1.3.1 Justificación práctica.....	14
1.3.2 Justificación metodológica	14
1.4. Hipótesis y descripción de variables	14
1.4.1 Hipótesis general	14
1.4.2 Hipótesis específicas	14
1.4.3 Variables.....	15
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO.....	16
2.1. Antecedentes del problema.....	16
2.2. Bases teóricas.....	22
2.2.1 Propiedades mecánicas.....	22
2.2.2 Método gráfico de estabilidad Mathews.....	23
2.2.3 Método gráfico de estabilidad modificado (N´).....	30
2.2.4 Método gráfico de estabilidad extendido (N).....	30
2.2.5 Método del equivalente lineal de sobre rotura/desprendimiento (ELOS) .	31
2.2.6 Método gráfico de estabilidad de pilares.....	33
2.2.7 Métodos numéricos.....	34
2.3. Definición de términos básicos.....	37

CAPÍTULO III METODOLOGÍA.....	40
3.1. Métodos y alcances de la investigación	40
3.1.1 Método general	40
3.1.2 Tipo de investigación	40
3.1.3 Nivel de investigación	40
3.2. Diseño de investigación.....	40
3.3 Población y muestra.....	41
3.3.1 Población.....	41
3.3.2 Muestra	41
3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	41
3.4.1 Técnicas de recolección de datos	41
3.4.2 Instrumentos de recolección de datos.....	41
CAPÍTULO IV RESULTADOS.....	42
4.1 Resultados del tratamiento y análisis de la información	42
4.1.1 Índice de Calidad de Roca de Barton (1974)	42
4.1.2 Método gráfico de estabilidad Mathews.....	53
4.1.3 Método gráfico de estabilidad modificado (N´).....	58
4.2 Discusión de resultados.....	60
CONCLUSIONES.....	62
RECOMENDACIONES	63
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	64
ANEXOS	65

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Factor de esfuerzo en roca	25
Figura 2. Cara del tajeo	26
Figura 3. Factor de orientación de juntas	27
Figura 4. Factor de ajuste gravitatorio (C)	28
Figura 5. Radio hidráulico	29
Figura 6. Factor de radio efectivo	29
Figura 7. Gráfico de estabilidad modificada, base de datos combinados con sostenimiento	30
Figura 8. Contorno de isoprobabilidades para falla mayores	31
Figura 9 Estimación empírica sobre rotura lineal equivalente (ELOS)	32
Figura 10. Gráfico de estabilidad de pilares	33
Figura 11. Resistencia del martillo de Schmidt	51
Figura 12. Factor de esfuerzo en roca ($A = 1$)	53
Figura 13. Análisis de la cara de tajeo	54
Figura 14. Cálculo de la diferencia de rumbos	54
Figura 15. Factor de orientación de juntas (B)	55
Figura 16. Factor de ajuste gravitatorio (C)	56
Figura 17. Radio hidráulico	56
Figura 18. Gráfico de estabilidad modificada (base de datos combinado con sostenimiento) para la caja techo del tajeo	58
Figura 19 . Gráfico de estabilidad modificada (base de datos combinado con sostenimiento) para el techo del tajeo	59

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Software geomecánico – métodos numéricos.....	36
Tabla 2. Índice de calidad de la roca.....	43
Tabla 3. Número de familias de Juntas. J_n	43
Tabla 4. Meteorización de las juntas (J_a).....	44
Tabla 5. Rugosidad de las juntas (J_r).....	45
Tabla 6. Agua en las juntas. J_w	46
Tabla 7. Tensiones en la excavación. S.R.F.	46
Tabla 8. N° de revotes en con el martillo de Schmidt.....	48
Tabla 9. Cálculo del error del muestreo carga uniaxial de la roca intacta	48
Tabla 10. Análisis del N° de rebotes	50
Tabla 11. Parámetros de esfuerzo in situ	52
Tabla 12. Matriz de consistencia	66

RESUMEN

El presente trabajo de investigación planteó como objetivo general: calcular los resultados de la evaluación del macizo rocoso aplicando el método gráfico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos, mina Yuraocsha 2021, cuya hipótesis general fue: los resultados de la evaluación del macizo rocoso mediante el cálculo del número de estabilidad aplicando el método gráfico de estabilidad influye en el dimensionamiento geomecánico de tajeos, mina Yuraocsha 2021.

El método general de investigación fue el científico, tipo aplicado, de nivel correlacional y de diseño es cuasi experimental, la población y la muestra está conformada por el nivel 50, block N° 1, galería principal Yuraocsha.

Producto de la investigación de la evaluación del macizo rocoso aplicando el método gráfico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos, se concluye que con las dimensiones de 25 m de largo y 15 m de alto con un ancho de minado de 1.2 m, el radio hidráulico de la caja techo y el techo del tajeo fueron de 4.69 y 0.57 respectivamente, con el número de estabilidad igual a 384.5; correlacionando dichos valores demostró que la explotación del tajeo es estable.

Palabras claves: evaluación del macizo rocoso, método gráfico de estabilidad, dimensionamiento geomecánico de tajeos.

ABSTRACT

The present research work was proposed as a general objective: To calculate the results of the evaluation of the rock mass applying the graphical stability method for the geomechanical dimensioning of pits, Yuraocsha 2021 mine, whose general hypothesis was: The results of the evaluation of the rock mass By calculating the stability number applying the graphical stability method influences the geomechanical dimensioning of pits, Yuraocsha 2021 mine.

The general research method was scientific, applied type, correlational level and design is quasi-experimental, the population and the sample is made up of level 50, block No. 1, Yuraocsha main gallery.

As a result of the research, it is concluded that: From the evaluation of the rocky massif applying the graphical stability method for the geomechanical dimensioning of pits, it is concluded that with the dimensions of 25 m long and 15 m high with a mining width of 1.2 m, the hydraulic radius of the roof box and the pit roof were 4.69 and 0.57 respectively, with the stability number equal to 384.5; correlating these values showed that the exploitation of the tajeo is stable.

Keywords: Rock mass evaluation, graphical stability method, geomechanical dimensioning of pits.

INTRODUCCIÓN

La presente investigación lleva por título: “Evaluación del macizo rocoso aplicando el método gráfico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos”; partió de la problemática que se presenta en el dimensionamiento de tajeos, los cuales se manifiestan con la inestabilidad de la masa rocosa al contorno de la excavación la que muchas veces crea el desprendimiento de rocas exponiendo a los trabajadores a trabajar en zonas inseguras, del mismo modo los equipos de minas tales como jumbos, cargador frontal, volquetes se encuentran inmerso ante este peligro y por otro lado las mismas labores mineras las cuales pueden colapsar. La inestabilidad de la masa rocosa repercute en los altos costos en sostenimiento que viene desembolsando la empresa.

La caracterización geomecánica permite evitar y/o disminuir los incidentes/accidentes por caída de rocas, utilizando las herramientas, a fin de controlar la estabilidad de rocas, estableciendo tipos de sostenimiento en las diferentes labores mineras y garantizando la estabilidad de la masa rocosa, con el fin de brindar una operación segura y de calidad. En labores subterráneas se presentan agrietamientos de los macizos rocosos, lo se manifiesta la pérdida de su estabilidad y el mecanismo de actuación de la presión, esto se determina mediante la geo mecánica.

En tal sentido para un mejor entendimiento del desarrollo de la tesis esta de desarrollo en cuatro capítulos, los mismos que tiene los siguientes contenidos.

En el capítulo I, se encuentra el planteamiento del estudio, en el cual se detalla el planteamiento y formulación del problema citando el problema general y específico, del mismo modo se da a conocer el objetivo general y específico, posteriormente se expone la justificación practica y metodológica; para finalizar este capítulo se exponen la hipótesis general, especifica y las variables de esta investigación.

El capítulo II titulado Marco teórico en el que dan a conocer los antecedentes nacionales e internacionales, de igual manera las bases teóricas y para finalizar se redacta la definición de términos básicos de la investigación.

El capítulo III, titulado Metodología está referida para la metodología de la investigación, resaltando el método general, tipo, nivel, diseño, población y muestra, así como las técnicas e instrumentos de recolección de datos.

En el capítulo IV corresponde a Resultados y discusión en donde se dan a conocer los datos que se obtuvieron de la investigación.

Y en la parte final se formulan las conclusiones, recomendaciones, referencias bibliográficas y anexos

Bach: Diego Alfredo Mejía León

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. Planteamiento y formulación del problema

Los problemas que se presentan en las labores de avance se manifiestan con la inestabilidad de la masa rocosa al contorno de la excavación, la que muchas veces crea el desprendimiento de rocas exponiendo a los trabajadores a trabajar en zonas inseguras; del mismo modo, los equipos de minas tales como jumbos, cargador frontal, volquetes se encuentran inmersos ante este peligro y, por otro lado, las mismas labores mineras las cuales pueden colapsar. Así, la inestabilidad de la masa rocosa repercute en los altos costos en sostenimiento que viene desembolsando la empresa.

La caracterización geomecánica permite evitar y/o disminuir los incidentes/accidentes por caída de rocas, utilizando las herramientas, a fin de controlar la estabilidad de rocas, estableciendo tipos de sostenimiento en las diferentes labores mineras y garantizando la estabilidad de la masa rocosa, con el fin de brindar una operación segura y de calidad. En labores subterráneas se presentan agrietamientos de los macizos rocosos, lo se manifiesta la pérdida de su estabilidad y el mecanismo de actuación de la presión, esto se determina mediante la geo mecánica.

En tal sentido, se hace necesario realizar un estudio con la finalidad de minimizar los problemas que se presentan en las labores de avance.

1.1.1 Problema general

¿Cuáles son los resultados de la evaluación del macizo rocoso aplicando el método gráfico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos, mina Yuraocsha 2021?

1.1.2 Problemas específicos

- a) ¿Cuál es el resultado de la evaluación del factor de esfuerzo en la roca aplicando el método gráfico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos?

- b) ¿Cuál es el resultado de la evaluación de la orientación de las juntas aplicando el método gráfico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos?

- c) ¿Cuál es el resultado de la evaluación del factor de ajuste gravitacional aplicando el método gráfico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos?

1.2. Objetivos

1.2.1 Objetivo general

Calcular los resultados de la evaluación del macizo rocoso aplicando el método gráfico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos, mina Yuraocsha 2021

1.2.2 Objetivos específicos

- a) Determinar el resultado de la evaluación del factor de esfuerzo en la roca aplicando el método gráfico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos.

- b) Determinar el resultado de la evaluación de la orientación de las juntas aplicando el método gráfico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos.

- c) Calcular el resultado de la evaluación del factor de ajuste gravitacional aplicando el método gráfico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos.

1.3. Justificación

1.3.1 Justificación práctica

La presente investigación propone realizar la evaluación del macizo rocoso aplicando el método gráfico de estabilidad, de esta manera se diseñará la propuesta para dar una solución al problema del dimensionamiento geomecánico de tajeos.

1.3.2 Justificación metodológica

Con el propósito de solucionar el problema de la presente investigación, el bachiller empleara metodologías propias para la toma de datos de *insitu*, las cuales podrán ser empleadas para procesar la información de forma ordenada y sistemática, además podrán servir de base para otros estudios que presente un enfoque similar.

1.4. Hipótesis y descripción de variables

1.4.1 Hipótesis general

Los resultados de la evaluación del macizo rocoso mediante el cálculo del número de estabilidad aplicando el método gráfico de estabilidad influye en el dimensionamiento geomecánico de tajeos, mina Yuraocsha 2021

1.4.2 Hipótesis específicas

- a) El resultado de la evaluación del factor de esfuerzo en la roca mediante el análisis del esfuerzo inducido aplicando el método gráfico de estabilidad influye para el dimensionamiento geomecánico de tajeos.

- b) El resultado de la evaluación de la orientación de las juntas mediante el cálculo del rumbo y buzamiento aplicando el método gráfico de estabilidad influye para el dimensionamiento geomecánico de tajeos.

- c) El resultado de la evaluación del factor de esfuerzo gravitacional determinando el esfuerzo vertical y horizontal aplicando el método gráfico de estabilidad influye para el dimensionamiento geomecánico de tajeos.

1.4.3 Variables

a) Variable Independiente (X)

Evaluación del macizo rocoso

Indicadores:

- Factor de esfuerzo en la roca
- Orientación de las juntas
- Factor de ajuste gravitacional

b) Variable dependiente (Y)

Dimensionamiento geomecánico de tajeos

Indicadores:

- Largo
- Ancho
- Alto

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del problema

a) Tesis titulada “*Diseño geomecánico de la labor subterránea pozos ricos aplicando el método gráfico de estabilidad de Mathews, Hualgayoc – Perú 2018*” (1)

El objetivo general de la investigación fue: (1)

- ✓ Realizar el diseño geomecánico de la labor subterránea pozos ricos aplicando el método gráfico de estabilidad de Mathews con fines de tener un modelo y extrapolarlo a nivel del distrito minero de Hualgayoc.

Los objetivos específicos fueron: (1)

- ✓ Q´ de la labor.
- ✓ Calcular la densidad promedio de la unidad litológica y del cuerpo mineral.
- ✓ Elaborar planos geomecánico de la labor.
- ✓ Realizar un levantamiento topográfico de la labor.
- ✓ Realizar un mapeo en arco rebatido de la labor.

Producto de su investigación concluye que: (1)

- ✓ Se ha realizado el análisis de estabilidad de caserones de la mina Pozos Ricos aplicando el método de estabilidad de Mathews el cual muestra una estabilidad adecuada para las paredes norte, sur, yacente y colgante, pero baja estabilidad para el techo, lo cual es beneficioso para un método de explotación por colapso.

- ✓ Calculamos el Q' de Barton modificado utilizando los parámetros geomecánico de la labor mostrando un valor de 9.37.
- ✓ La densidad promedio de la unidad litológica y del cuerpo mineral muestra un valor de 26.2 KN/m³
- ✓ Se realizó un levantamiento de la labor pozos ricos mostrando una topografía a detalle en dirección E-O, tomando datos de los hastiales, techo y piso de 50 metros lineales cada 2 metros, con Wincha cada 25 metros.
- ✓ Se definió una moderada calidad del macizo rocoso a través del mapeo geomecánico en arco rebatido, a través de la visualización directa y toma de datos con el peine de Barton y el martillo Schmidt.

b) Tesis titulada “*Evaluación geomecánica para el dimensionamiento de tajos en el sistema de explotación por taladros largos en la unidad minera Untuca Cori Puno S.A.*” (2)

El objetivo general de la investigación fue: (2)

- ✓ Realizar la evaluación geomecánica para el dimensionamiento de tajos en el sistema de explotación de taladros largos en la unidad minera Untuca Cori Puno S.A.C.

Los objetivos específicos fueron: (2)

- ✓ Realizar la evaluación geomecánica de los tajos en el sistema de explotación de taladros largos en la unidad minera Untuca Cori Puno S.A.C.
- ✓ Dimensionar los tajos en el sistema de explotación de taladros largos en la unidad minera Untuca Cori Puno S.A.C.

Producto de su investigación concluye que: (2)

- ✓ La evaluación geomecánica contribuye al adecuado dimensionamiento de la excavación subterránea para ser ejecutado por tajos y pilares corridos, utilizando los taladros largos; donde el sistema estructural presenta 3 sistemas principales, estratificación sub horizontal donde hace que nuestro dimensionamiento se realice en forma rectangular y no en forma de bóveda,

el esfuerzo in situ vertical presenta 5.6 MPa a una profundidad máxima de 210 metros.

- ✓ Se realizó la evaluación geomecánica, con mapeos geomecánicos dentro de las labores en desarrollo, predominando roca tipo IIIA; pruebas con martillo Schmidt con promedio de 42 MPa, ensayo de carga puntual igual 8.11 MPa, ensayo de compresión triaxial con una cohesión de 6.76 MPa, Angulo de fricción igual 31.64° y densidad seca de 2.8 g/cm³ con estos datos; finalmente la resistencia del pilar 0.026. Estos resultados aportaron para el dimensionamiento de los tajos y pilares corridos mediante las teorías del Método Grafico de Estabilidad y el área tributaria de manera empírica analítica y los métodos numéricos utilizando en software PHASE2 de Rocscience (2010).
- ✓ En esta investigación se presenta el sustento del esquema y secuencia de minado, en el cual detalla la preparación de un subnivel superior y otro inferior, donde se tendrá galerías de preparación de 4 x 4 m, posteriormente se realizará la ampliación de los tajos tanto superior como inferior hasta 10 m; los tajos quedaran superpuestos uno sobre otro, para que la perforación se realice de forma negativa con un Angulo de 90° . Las dimensiones recomendables para los tajos y pilares corridos serian: tajo de 10 m de ancho, la longitud establecida de acuerdo con el método gráfico de estabilidad es 60 m con un Radio Hidráulico 4.29 considerando estable con sostenimiento obligado (ECS), en caso de los pilares corridos tendrán un ancho de 6 m y la altura será de 14 m, la longitud establecida de acuerdo con el método gráfico de estabilidad es 80 m con un Radio Hidráulico 6.32 considerando estable con Sostenimiento Obligado (ECS), el Factor de Seguridad alcanzara 1.26 en el modelamiento numérico y 2.26 en el método analítico, ambos determinan estable para la explotación.
- ✓ Las dimensiones establecidas en la presente investigación dan como resultado una recuperación de 63 % de acuerdo con el método analítico de dimensionamiento.

c) Tesis titulada: “*Evaluación geomecánica para el diseño de tajeos de producción en la unidad minera cerro Lindo – compañía minera Milpo*”

Su objetivo general fue: (3)

- ✓ Realizar la evaluación geomecánica de la masa rocosa para el diseño de los tajeos de producción en la mina Cerro Lindo CIA minera Milpo.

Los objetivos específicos fueron: (3)

- ✓ Investigar los estudios de campo de la masa rocosa para determinar su calidad.
- ✓ Determinar los índices geo mecánicos de las labores subterráneas en la mina Cerro Lindo.
- ✓ Considerar los parámetros necesarios para el diseño de los tajeos de producción en la mina Cerro Lindo.

Las conclusiones de su investigación fueron: (3)

- ✓ El yacimiento de Cerro Lindo está emplazado en rocas de la formación Huaranguillo perteneciente a la secuencia volcánica-sedimentaria del Cretáceo Medio a Inferior denominada grupo Casma, que descansa como un techo colgado, con rumbo general N 60°W y un buzamiento preferencial SW, sobre los intrusivos del Batolito de la Costa perteneciente al Cretáceo Superior hasta el Terciario; esta faja intrusiva está compuesta por rocas granodioritas, tonalitas y dioritas de afinidad calcoalcalinas.
- ✓ Los cuerpos mineralizados de Cerro Lindo están emplazados en rocas volcánicas de tipo riolíticas gradando a riodacíta. También está presente en el área de estudio una unidad piroclástica que se intercala dentro de unidades de flujos riolíticos.
- ✓ El yacimiento Cerro Lindo es un depósito de sulfuro masivo vulcanogénico (VMS Volcanogenic Massive Sulphide) tipo Kuroco. Presenta orientación NW, buzando 65°SW y tiene dimensiones de 1,350 m de largo, 83 m de ancho y 245 m de profundidad. Tiene 7 cuerpos mineralizados (OB1 al 7).

- ✓ La litología simplificada de la mina Cerro Lindo involucra a 3 tipos de rocas: los sulfuros donde está el mineral, los volcánicos y los diques. Los volcánicos aparecen alrededor de los sulfuros conformando la roca encajonante, mientras los diques cortan transversalmente a la zona de sulfuros y a los volcánicos. Dentro de la zona mineralizada aparecen enclaves de roca volcánica que son extraídos junto con el mineral durante la explotación del yacimiento.
- ✓ El análisis de distribución de discontinuidades ha indicado que el arreglo estructural de la masa rocosa dentro de cada litología de Cerro Lindo, debajo del Nv. 1800, está conformado por 2 sistemas principales de discontinuidades, siendo uno de ellos el dominante, y de 1 a 2 sistemas secundarios.
- ✓ Todos estos sistemas están conformados mayormente por diaclasas y fallas. El Sistema 1 involucra a fallas transversales a los cuerpos mineralizados. Aparte del arreglo estructural general de las áreas del OB2 y OB5, de manera localizada se presentan discontinuidades aleatorias.
- ✓ Los resultados de la clasificación geomecánica de la masa rocosa debajo del Nv. 1820, efectuada a partir de la información registrada en el mapeo geomecánico de labores subterráneas; en el OB5 y OB6, las masas rocosas de calidad Buena (II) representan el 34 %, las de calidad Regular A (IIIA) representan el 33 %, las de calidad Regular B (IIIB) representan el 20 %, las de calidad Mala A (IVA) representan el 6 % y las de calidad Mala B (IVB) representan el 7 %.
- ✓ Los parámetros de resistencia de la roca intacta, de las discontinuidades y de la masa rocosa, determinados a partir de ensayos realizados en campo y en laboratorio y a partir de la utilización de criterios de falla apropiados.
- ✓ En la mina Cerro Lindo no es muy significativa la presencia de agua subterránea, generalmente las condiciones naturales son de secas a húmedas. La presencia de agua está relacionada principalmente a la operación minera: agua de las perforaciones de producción, el agua de las

perforaciones diamantinas, y el agua del relleno, que se infiltran en la masa rocosa y percolan hacia las labores inferiores.

- ✓ Utilizando toda la información básica mencionada en las conclusiones precedentes, se han realizado una serie de análisis, el dimensionamiento de los diferentes componentes estructurales asociados al minado estará en función del arreglo estructural de la masa rocosa y del comportamiento esfuerzo/deformación de la misma, donde se determina las dimensiones apropiadas en el capítulo VI

d) Tesis titulada: “*Aplicación del método gráfico de estabilidad para una explotación por taladros largos del Nv. 395 al Nv. 370 en unidad Islay – Volcán compañía minera S.A.A. 2018*”

Su objetivo general fue: (4)

- ✓ Determinar mediante el método gráfico de estabilidad las dimensiones máximas de la excavación para una explotación por taladros largos del Nv. 395 al Nv. 370 en Unidad Islay – Volcan Compañía Minera S.A.A. 2018.

Sus objetivos específicos fueron: (4)

- ✓ Caracterizar el macizo rocoso (Q Barton) de la veta Islay Piso.
- ✓ Determinar los parámetros A, B y C para el cálculo del número de estabilidad (N').
- ✓ Definir las dimensiones estables del tajeo para la aplicación del método de explotación por taladros largos.

Las conclusiones de su investigación fueron: (4)

- ✓ Según los resultados obtenidos de la caracterización geomecánica de la veta Islay Piso se concluye como un macizo tipo Regular con RMR promedio igual a 60, donde es factible aplicar el método gráfico de estabilidad.
- ✓ Los valores obtenidos correspondiente al factor A arrojan 1.0 indicando que los altos esfuerzos inducidos no es un problema, caso contrario respecto al factor B obtenemos valores igual 0.2 lo cual nos indica condiciones

desfavorables por deslizamientos de bloques de rocas, Para el caso del factor C, el techo y la caja techo, observamos que los modos dominantes de falla serán caídas por gravedad, en caso de la caja piso el modo de falla sería por deslizamiento debido a la inclinación de las discontinuidades.

- ✓ De las dimensiones determinadas mediante el método gráfico de estabilidad considerando la zona estable sin sostenimiento el método de explotación por taladros largos es favorable para el minado.

2.2. Bases teóricas

2.2.1 Propiedades mecánicas

• Macizo rocoso

Un macizo rocoso es el resultado de bloques de roca intactos que se encuentran juntos en un macizo en forma de bloque. La resistencia y comportamiento de todo el macizo rocoso está controlado por el material de roca intacta en combinación con la frecuencia y características de los planos de debilidad (5 pág. 71)

• Investigación del sitio

Los siguientes son procedimientos para la recolección de las propiedades relevantes del macizo rocoso relacionadas con la investigación del sitio.

• RQD obtenido del registro de testigo

La designación de la calidad de roca (Rock Quality Designation - RQD) es un índice cuantitativo que se obtiene del testigo de perforación diamantina. Considera sólo las piezas de testigos de roca dura y sana de 100 mm o mayor longitud. Las de menor longitud son ignoradas, El RQD se calcula de la siguiente manera:

$$RQD = 100 + \frac{\text{Longitud de los segmentos de 100 mm o mas}}{\text{longitud del testigo}} \%$$

Se deben utilizar testigos de por lo menos 50 mm de diámetro. Si se utilizan testigos de menores o mayores diámetros, la longitud nominal de 100 mm deberá modificarse para que corresponda a dos veces el diámetro del testigo.

• **Resistencia y meteorización**

Para los propósitos de la clasificación del macizo rocoso, la resistencia de la roca se registra durante la investigación del sitio en términos de su resistencia a la compresión uniaxial o resistencia a la compresión no confinada (uniaxial compression strength - UCS) en MPa. La meteorización y alteración (química/hidrotermal) de la roca también deberá ser registrada durante la investigación de sitio, ya que típicamente proporciona un medio cualitativo de predicción de la resistencia en base a la degradación de la roca. (5 pág. 76)

• **Frecuencia de fracturas y espaciamento**

La frecuencia de facturas se utiliza para determinar el espaciamento entre fracturas dentro del macizo rocoso. El espaciamento de la fractura tiene una influencia directa en la resistencia y comportamiento del macizo rocoso que podría afectar el diseño del tapón y del pilar corona

• **Orientación de las discontinuidades**

La orientación de las discontinuidades es especialmente importante para el diseño del pilar corona. La dirección y el ángulo de buzamiento de las discontinuidades pueden ser registradas del registro de testigos orientados o del mapeo de paredes. Las orientaciones de discontinuidades pueden influenciar directamente en la estabilidad global del macizo rocoso dependiendo de la geometría del pilar corona o tapón que se esté diseñando. Los datos de orientación pueden ser ploteados estereográficamente a fin de identificar potenciales conjuntos de juntas para análisis cinemáticos.

• **Condición de la superficie a lo largo de las discontinuidades**

Las condiciones a lo largo de la superficie de una discontinuidad son registradas con el fin de evaluar la resistencia y comportamiento de la discontinuidad. Los dos sistemas de clasificación discutidos requieren una caracterización similar de las propiedades de discontinuidades.

2.2.2 Método gráfico de estabilidad Mathews

El método gráfico de estabilidad fue inicialmente propuesto por Mathews (1981) y subsecuentemente modificado por Potvin (1988) y Nickson (1992) para

posteriormente obtener lo que conocemos como Método Gráfico de Estabilidad Modificado. Más adelante, Hadjigeorgiou (1995) aumentó la base de datos con particular referencia a la inestabilidad de la caja techo.

El método es utilizado para el dimensionamiento de los tajeos abiertos; en todos los casos, la estabilidad fue evaluada cualitativamente como estable, potencialmente inestable o colapso. Investigaciones posteriores de la Universidad de British Columbia – UBC (Mah, 1997 y Clark, 1998) han complementado el gráfico de estabilidad con levantamientos topográficos de los tajeos empleando sistemas de monitoreo de cavidades (Miller, 1992). Esto ha permitido cuantificar la cantidad de dilución empleando el parámetro definido como Equivalente Lineal de Sobre rotura/Desprendimiento (ELOS por Clark, 1997), que intenta expresar la medición volumétrica de sobre rotura en un espesor promedio de la superficie de la pared del tajeo. Ello resulta en una curva de diseño para la “Estimación Empírica del Desprendimiento de Pared”, generada a partir de una base de datos de más de 88 observaciones (Clark, 1988) y es empleada solamente para la caja piso y caja techo y no debería extenderse más allá de los límites de la base de datos. El método gráfico de estabilidad consiste en la determinación del número de estabilidad (N'), el cual se obtiene de la siguiente ecuación.

$$N' = Q' * A * B * C$$

Donde:

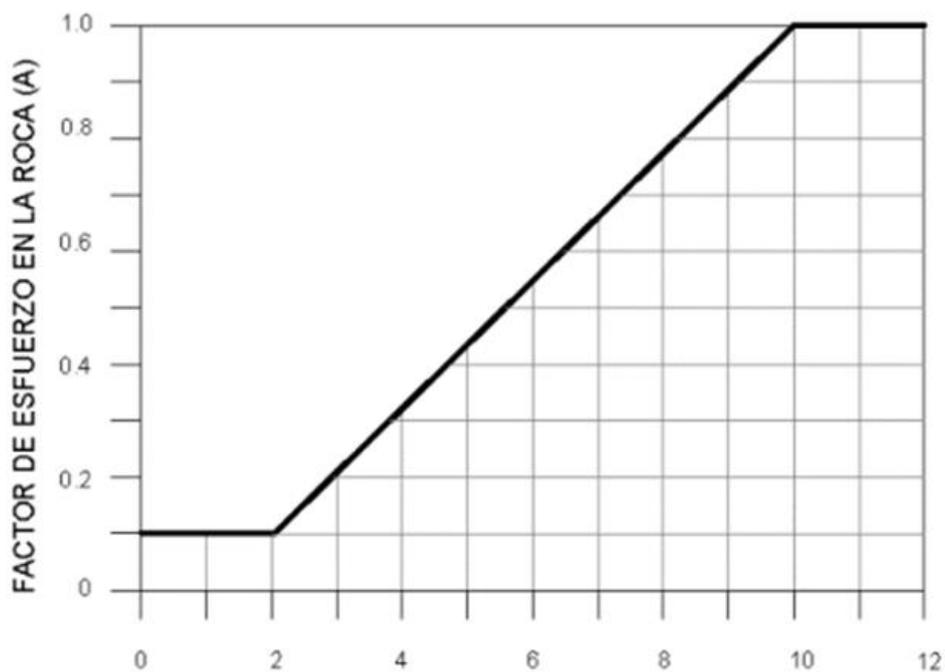
Q' es el Índice de Calidad de Roca de Barton (1974), con el factor de reducción de esfuerzos (SRF) y el factor de reducción de agua (J_w) igual a uno (1). En suma, la base de datos del gráfico de estabilidad proviene de operaciones mineras que generalmente son secas

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

- **A: Factor de condición de esfuerzos**

Este factor toma en cuenta la influencia de los altos esfuerzos que reducen la estabilidad de la masa rocosa. El valor A se determina de la relación de la resistencia a la compresión simple de la roca intacta dividida por el máximo esfuerzo inducido paralelo a la superficie de la pared analizada del tajeo.

El factor A se establece en 1,0 si la resistencia de la roca intacta es diez (10) veces o más el esfuerzo inducido, indicando que los altos esfuerzos inducidos no es un problema. El factor A se fija en 0,1 si la resistencia de la roca es dos (2) veces el esfuerzo inducido o menos, indicando que los altos esfuerzos reducen significativamente la estabilidad del tajeo tal como se muestra en la siguiente figura. (6 pág. 60)



*Figura 1. Factor de esfuerzo en roca
Tomado de Osinergmin (6)*

$$Razon = \frac{\text{Resistencia a la compresión uniaxial (UCS)}}{\text{Esfuerzo compresión inducida. } \sigma \text{ máx}}$$



Figura 2. Cara del tajeo
Tomado de Osinergmin (6)

Obtener un σ máximo de un modelo 2D o 3D (preferentemente)

- **B: Factor de orientación de estructuras**

Este factor toma en cuenta la presencia de discontinuidades con orientación desfavorable respecto a la superficie de cualquiera de las caras de un tajeo. Para determinar este factor en la cara de un tajeo, primero se determina la diferencia entre el rumbo del sistema de discontinuidades principales que intercepta a la cara y el rumbo de la cara del mismo tajeo, con esto definiremos la curva de factor de orientación de discontinuidades por diferencia de rumbo.

En un segundo paso, se determina el valor de la diferencia de buzamiento entre el sistema principal de discontinuidades y la cara del tajeo el cual es ubicado en el eje horizontal, y mediante el trazo de una línea vertical se intercepta a la curva de factor de orientación obteniendo el valor de Factor de orientación "B" en el eje vertical.

Este factor indica que las discontinuidades principales orientadas a 90° de una cara de un tajeo no serían un problema para la estabilidad y el factor B tendría un valor de 1.0 (Favorable). Caso contrario, las discontinuidades orientadas a menos de 20° de la cara serán inestables, lo que significaría la falla por

deslizamiento de los bloques o caída de bloques dentro del tajeo, en esta condición se daría un valor de $B = 0.2$ (Desfavorable), ver figura siguiente:

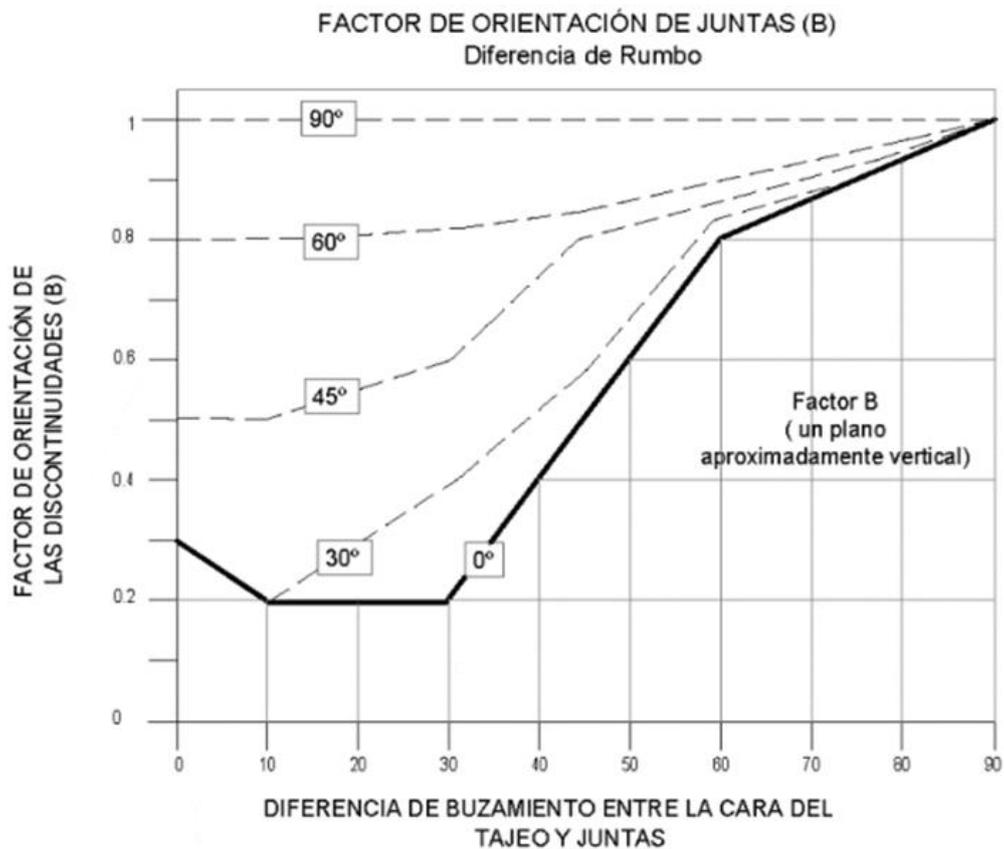


Figura 3. Factor de orientación de juntas
Tomado de Osinergmin (6)

- **C: Factor de componente gravitacional**

Este valor considera la orientación de la superficie que se está analizando. Se asigna un valor de ocho (8) para el diseño de las paredes verticales y un valor de dos (2) para los techos horizontales. Este factor refleja la naturaleza inherente más estable de una pared vertical en comparación con una pared horizontal. El factor C sugiere que el valor de Q puede aumentarse cuatro (4) veces para una pared vertical en comparación con una pared de techo horizontal.

Las curvas presentadas en la siguiente figura, emplean un valor de $C = 8$ para el factor de gravedad para todas las paredes de la caja piso como lo propuesto originalmente por Mathews (1981).

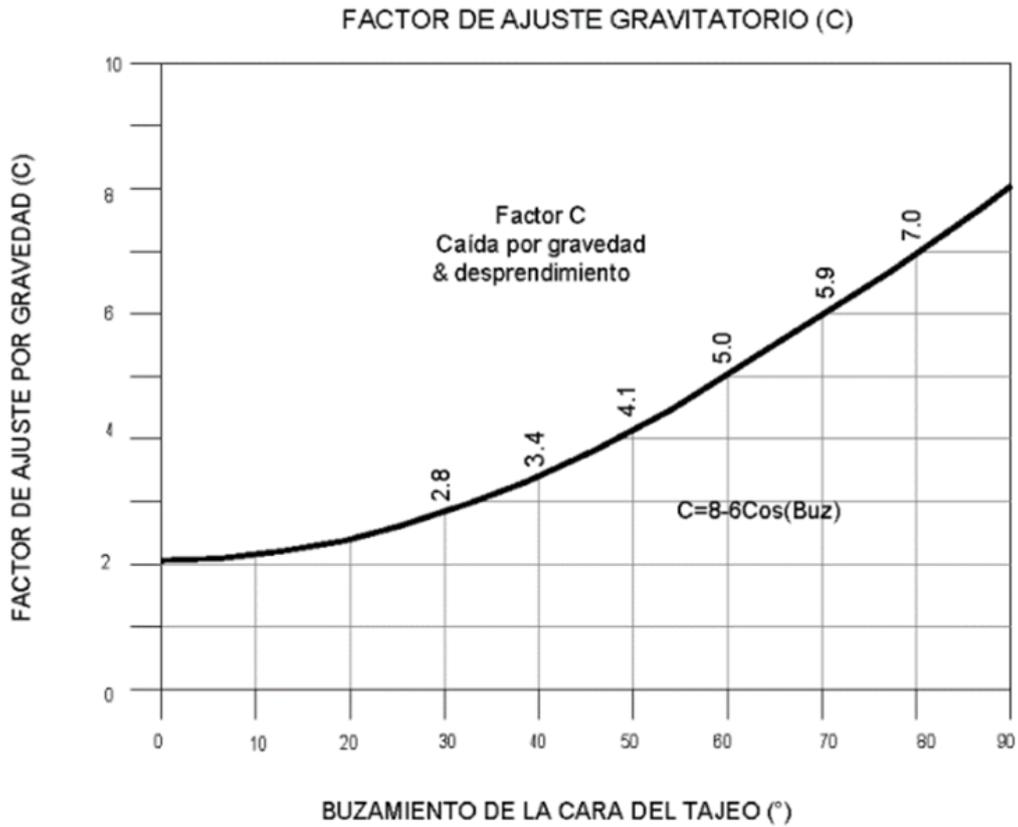


Figura 4. Factor de ajuste gravitatorio (C)
Tomado de Osinergmin (6)

- **Radio hidráulico**

Es el área de la superficie dividida por el perímetro de la pared expuesta que se está analizando. El radio hidráulico se incrementa con un aumento del área de la superficie del tajeo, y a medida que se incrementa el valor del radio hidráulico, disminuirá la estabilidad del tajeo.

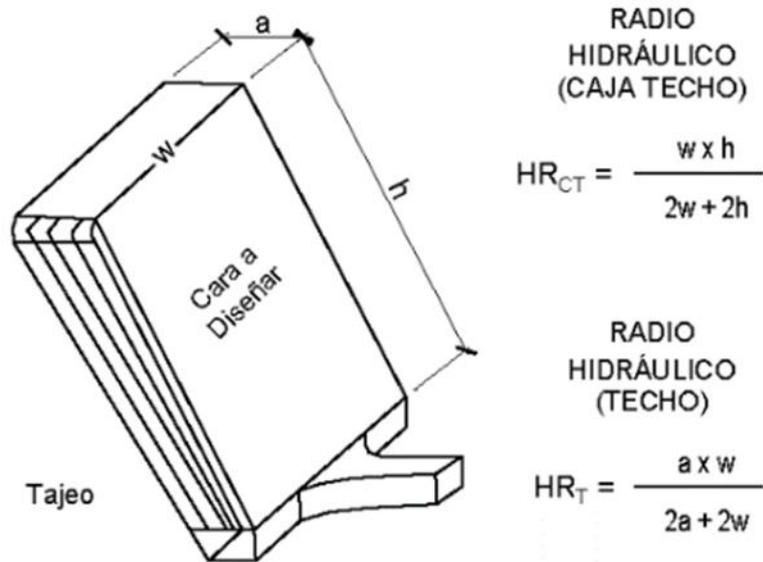


Figura 5. Radio hidráulico
Tomado de Osinergmin (6)

Factor de Radio (RF) Milne (1997) desarrolló el Factor de Radio (RF) y Factor de Radio Efectivo (ERF) para abordar el problema de evaluar el radio hidráulico para geometrías que no tienen formas cuadradas o rectangulares, tal como se muestra en la figura adjunta. (6 pág. 61)

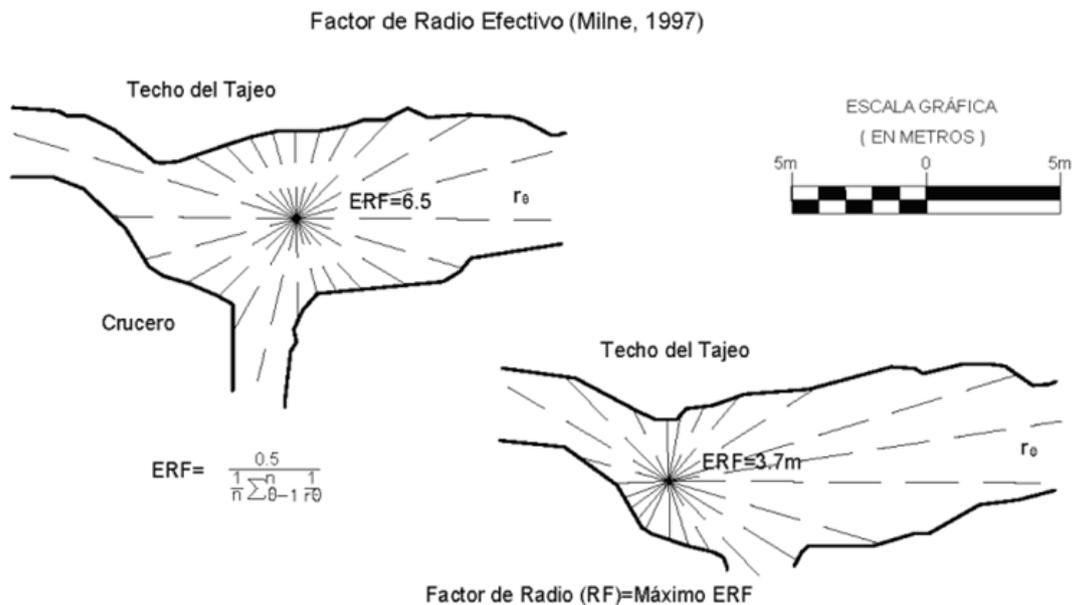
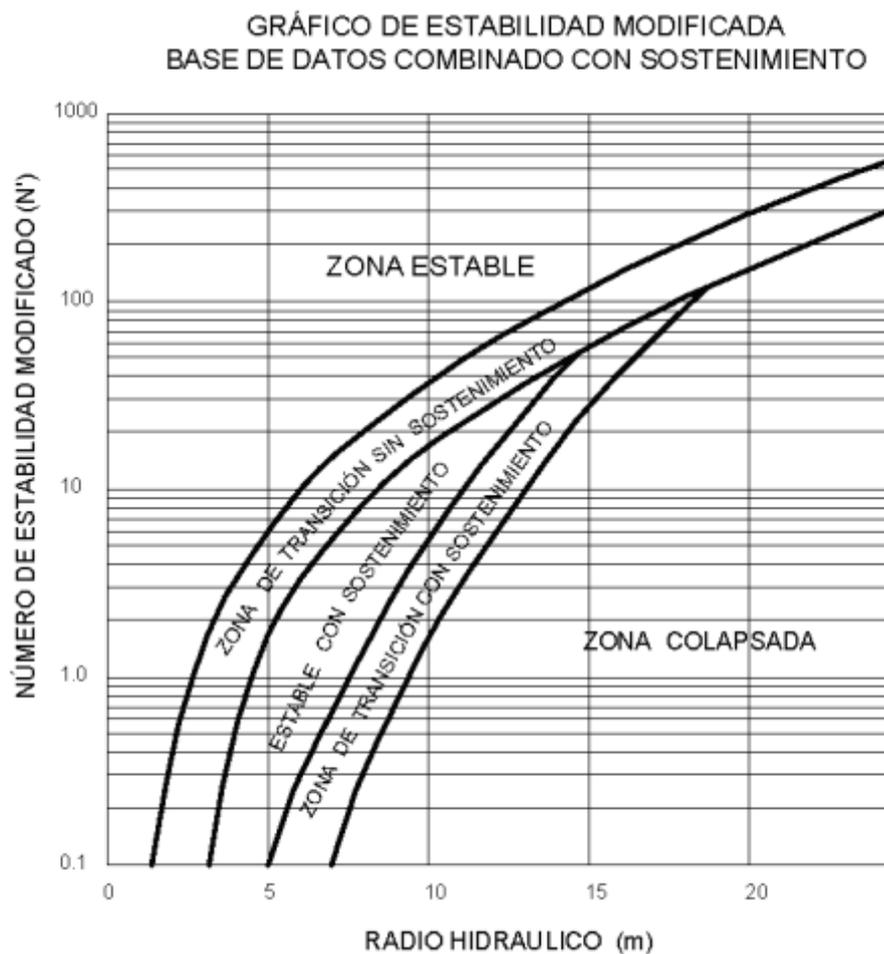


Figura 6. Factor de radio efectivo
Tomado de Osinergmin (6)

2.2.3 Método gráfico de estabilidad modificado (N')

El método gráfico de estabilidad para el diseño de tajeos abiertos fue inicialmente propuesto por Mathews y luego modificado por Potvin y Nickson para posteriormente obtener el gráfico de estabilidad modificado, como se muestra en la siguiente figura.

La estabilidad fue evaluada cualitativamente como estable, potencialmente inestable o caving, siendo los datos de entrada el número de estabilidad modificado y el radio hidráulico de la cara del tajeo a evaluar



**Figura 7. Gráfico de estabilidad modificada, base de datos combinados con sostenimiento
Tomado de Osinergmin (6)**

2.2.4 Método gráfico de estabilidad extendido (N)

En base al análisis de más de 400 datos históricos de casos de tajeos de explotación recopilados de minas australianas y canadienses, Mawdesley & R.

Trueman (2001) propusieron el Gráfico Extendido de Mathews, el cual es un gráfico iso probabilístico que permite estimar escenarios de probabilidades de falla mayores en el diseño de una superficie de tajeo a ser obtenidos directamente del gráfico de estabilidad, tal como se muestra en la figura adjunta.

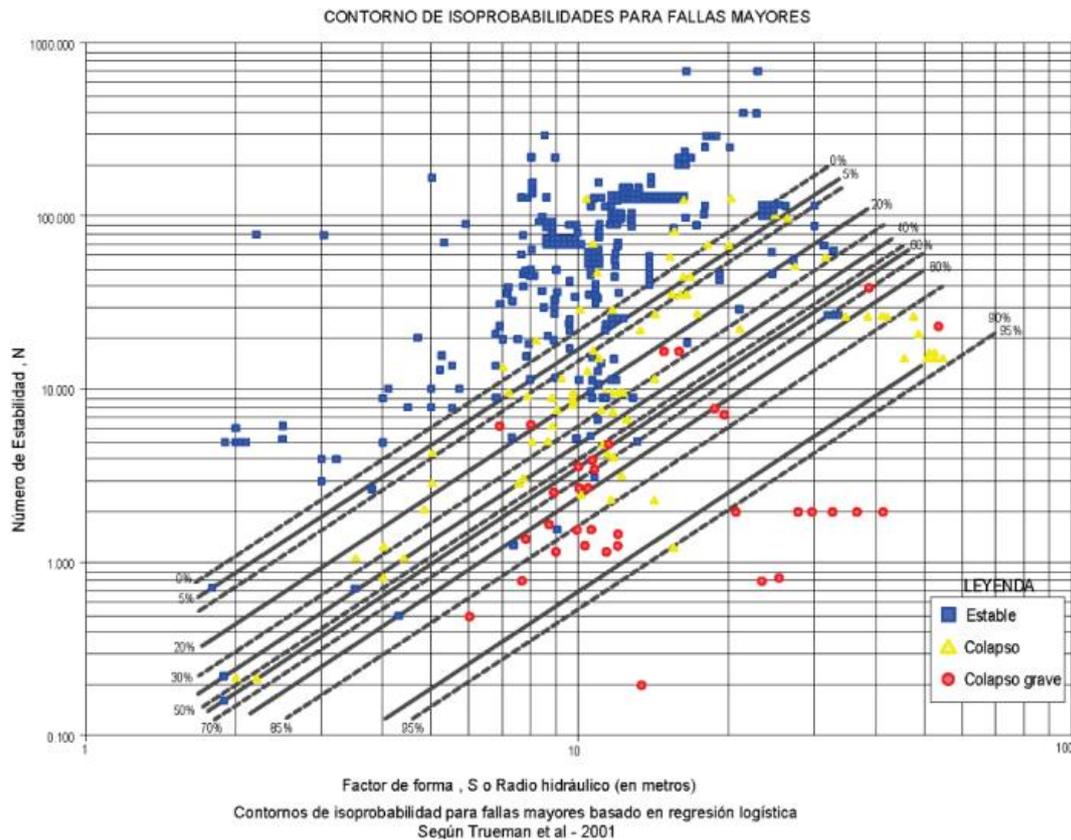
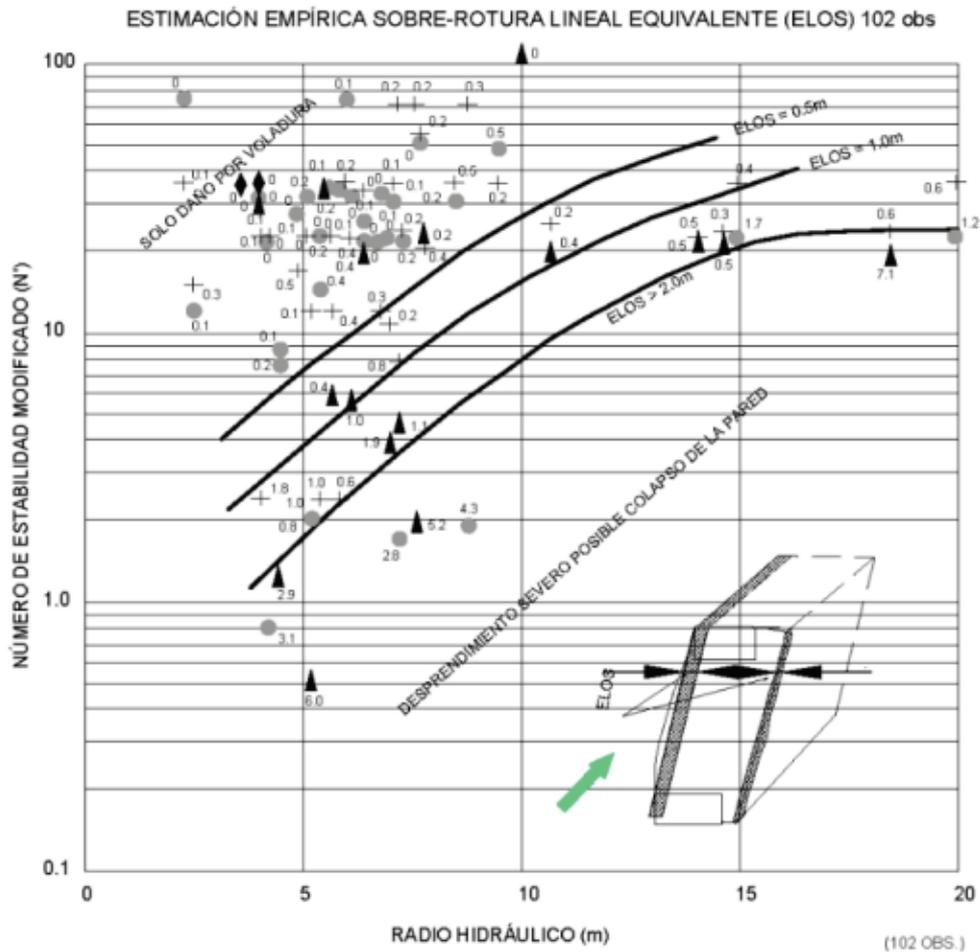


Figura 8. Contorno de isoprobabilidades para falla mayores Tomado de Osinergmin (6)

Gráfico de estabilidad extendido de Mathews (C. Mawdesley, R. Trueman, 2001)

2.2.5 Método del equivalente lineal de sobre rotura/desprendimiento (ELOS)

Investigaciones realizadas por la Universidad de British Columbia cuantificaron el grado de desprendimiento o colapso de la cara de un tajeo en estudio con el termino antes mencionado de “Equivalente Lineal de Sobre rotura/Desprendimiento” (ELOS). De esta manera se propone estimar empíricamente el desprendimiento de las paredes empleando el número de estabilidad (N') y el radio hidráulico (RH) tal como se muestra en la figura adjunta.



**Figura 9 Estimación empírica sobre rotura lineal equivalente (ELOS)
Tomado de Osinergmin (6)**

- **Estimación empírica de desprendimiento de las cajas ELOS (Clark, 1998)**

Esta investigación ha permitido la cuantificación de la cantidad de desprendimiento de la pared. ELOS se define como el volumen de desprendimiento de la superficie de la pared dividido por el producto de la altura de la pared por la longitud de la pared conocida como el radio hidráulico (HR).

$$ELOS = \frac{\text{Volumen de desprendimiento}}{HR}$$

Las minas modernas utilizan sistemas de monitoreo de cavidades (CMS) para recopilar continuamente datos de estos desprendimientos y desarrollar bases de datos de la geometría final de las cavidades de los tajeros. El valor de ELOS de un tajero se determina por la profundidad de la falla, que se define como la

distancia desde una superficie de diseño a una pared resultante después de la extracción completa del tajeo.

2.2.6 Método gráfico de estabilidad de pilares

El método empírico para el diseño de pilares es el propuesto por Lunder (1994) mediante su "Pillar Stability Graph" mostrado en la figura 7-13. Este gráfico relaciona la geometría de un pilar, dado por la relación ancho (W_p) entre altura (H_p) del pilar, con las condiciones de resistencia del pilar expresados por la relación entre las condiciones carga de un pilar y la resistencia a la compresión simple de la roca propia del pilar. Lunder incluye 178 casos de pilares mostrando las condiciones observadas que se encontraron para cada nivel de estabilidad (falla, inestable y estable). La resistencia de la masa rocosa depende de la magnitud de esfuerzos de confinamiento aplicada, así en el caso de pilares para mina, cuanto más esbelto sea un pilar, existirá un menor esfuerzo de confinamiento dando como resultado una menor resistencia del pilar para un determinado tipo de roca.

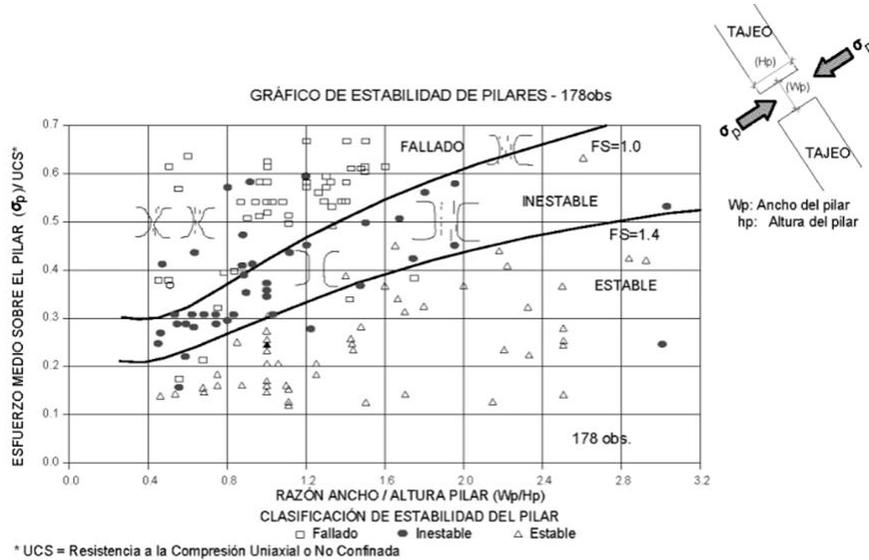


Figura 10. Gráfico de estabilidad de pilares Tomado de Osinergmin (6)

- **Gráfico de estabilidad de Lunder y Pakalnis (1997)**

El gráfico de estabilidad del pilar muestra en el eje vertical la relación de la carga de pilar/UCS (resistencia compresiva no confinada) y en el eje horizontal la relación del ancho del pilar/altura del pilar. El ancho del pilar (W_p) se define

como la dimensión normal a la dirección de los esfuerzos inducidos, mientras que la altura del pilar (H_p) se mide paralela al esfuerzo inducido. La carga del pilar se mide en el centro del pilar mientras que la resistencia compresiva no confinada (UCS) es la registrada para la roca intacta del pilar.

Lunder y Pakalnis (1997) proponen que los pilares con $FS < 1$ presentan un fallamiento mayor (colapso), mientras que pilares con $FS > 1.4$ no presentan daño. El rango $1 < FS < 1.4$, corresponde a pilares que presentan condiciones de inestabilidad local (lajamientos) sin presentar un fallamiento mayor. Este método es usado para pilares costilla y pilares puente, para el caso de pilares corona se recomienda seguir el método de Carter.

2.2.7 Métodos numéricos

La industria minera actual valida el uso de los métodos numéricos en conjunto con los métodos analíticos como herramientas de análisis para la toma de decisiones relacionadas al diseño minero y secuencia de minado, diseño y dimensionamiento de estructuras tales como accesos, pilares, tajeos, sostenimiento, entre otros. Los métodos con mayor aceptación en la industria para modelar macizos rocosos (Jing, 2003) son presentados en el Anexo E, donde se incluye una descripción resumida del enfoque de cada método, sus principales características, recomendaciones de uso y algunos ejemplos de códigos comerciales que han implementado métodos numéricos.

Se recomienda remitirse a Brady & Brown (2005), Jing (2003), entre otros autores para obtener el detalle técnico y sustento matemático de cada método numérico mencionado.

La selección del método a utilizar está directamente asociada al tipo de mecanismo de falla que se requiera analizar de acuerdo a los parámetros señalados para el mecanismo de falla de esta guía. Para determinar el alcance y detalle que requiere el modelo numérico a desarrollar también se debe considerar el criterio de aceptabilidad, en términos de riesgo, que cada mina está dispuesta a aceptar. (6 pág. 65)

- **Consideraciones generales**

En líneas generales, los métodos numéricos son usados para resolver relaciones de esfuerzo-deformación en geomecánica que no pueden ser resueltas analíticamente. Esto puede ocurrir cuando se presentan las siguientes condiciones (Brown, 1987):

- Las condiciones de borde, incluyendo la geometría de las estructuras a analizar no pueden ser descritas por funciones matemáticas simplificadas.
- Las ecuaciones diferenciales parciales que gobiernan el sistema a analizar no son lineales.
- El problema incluye sectores no homogéneos y discontinuos.
- Las ecuaciones constitutivas del macizo rocoso son no lineales o complejas.

Finalmente, en el estado actual de la práctica, la utilización de métodos numéricos aplicados al diseño de excavaciones mineras subterráneas debe considerar lo siguiente:

- Los métodos numéricos no deben sustituir, sino complementar al resto de técnicas de diseño de obras subterráneas.
- Resulta indispensable la calibración del modelo numérico mediante análisis retrospectivos y el uso de datos de monitoreo geotécnico; en general, el modelo debe ser contrastado y representar lo observado en la mina. La calibración del modelo y la actualización de las propiedades en los modelos se debe realizar periódicamente, ya que de esto depende la representatividad del modelo y la validación de las estimaciones realizadas.
- Se requiere de una consideración especial de las incertidumbres de los datos de entrada en el modelo (propiedades del macizo rocoso). La obtención de estos parámetros está limitada a la disponibilidad de datos geotécnicos del macizo rocoso y sostenimiento. (6 pág. 65)

Tabla 1. Software geomecánico – métodos numéricos

Métodos		Software	Recomendaciones de uso
Métodos continuos	Elementos Finitos (FEM)	PHASE2 (RS2), RS3, ABAQUS, ANSYS	Recomendado en geometrías complejas no homogéneas y materiales con geometrías no lineales. Óptimo para análisis a escala global y local.
	Diferencias Finitas (FDM)	FLAC, FLAC3D	En las zonas de mayor interés o riesgo geotécnico, la malla a utilizar debe ser más fina y cada elemento debe contener por lo menos 6 nodos
	Elementos de Borde (BEM)	MAP3D	Método recomendado para modelar procesos de fracturamiento en roca. Recomendado principalmente para materiales de comportamiento lineal y homogéneos. Recomendado para analizar estabilidad a escala global o cuando el sistema presenta reducidos grados de libertad (Jing, 2003)
Métodos discontinuos	Elementos Discretos (DEM)	UDEC, 3DEC, PFC, PFC3D	Recomendado para analizar inestabilidades con control estructural, análisis de fallas, caving, entre otros. Su uso es ideal cuando se requiera analizar movimientos de bloques de roca independientes Ideal para analizar deslizamientos, separaciones de elementos y grandes deformaciones que puedan ocurrir en el modelo.
	Redes de Fracturas Discretas (DFN)	FracMan, DFN.	Su uso tiene cada vez mayor aceptación ya que puede ser incluido en el FEM, BEM, DEM o métodos híbridos. Recomendado cuando se requiera analizar el fracturamiento de la roca.
Modelos híbridos – continuos / discontinuos	Híbrido FEM/BEM Híbrido BEM/DEM Híbrido FEM/DEM	ELFEN	Su uso es recomendado cuando la escala que se quiere analizar involucra grandes sectores, donde el uso de FDM o FEM no es eficiente en términos de tiempo de solución. En el uso de modelos híbridos DEM/BEM se recomienda referirse a lo establecido por Lorig and Brady (1982, 1984, 1986) y Lemos (1987).

Tomado de Osinergmin (6)

2.3. Definición de términos básicos

- **Abertura o apertura**

La abertura o apertura corresponde a la separación que existe entre las paredes o superficies rocosas de una discontinuidad, es así que, a menor abertura, la estabilidad y condición del macizo rocoso será mayor y a mayor abertura, la estabilidad y condición del macizo rocoso será menor. (7)

- **Anisotropía**

La característica de anisotropía ocurre por la presencia de discontinuidades (planos de debilidad) con orientación preferencial (estratificación, clivaje, foliación, laminación, familias de diaclasas tectónicas), las discontinuidades generan diferente comportamiento mecánico en el macizo rocoso en función de la dirección considerada (rumbo, buzamiento). (7)

- **Diaclasas o juntas**

Son los planos de discontinuidad más frecuentes que se forman en los macizos rocosos, su origen puede ser de tres formas: por tectonismo (origen tectónico), por enfriamiento del cuerpo ígneo, y por reducción de la carga litostática. (7)

- **Discontinuidades**

son las que ocurren en los macizos rocosos son planos de debilidad que pueden tener origen mecánico o tectónico (diaclasas tectónicas), sedimentario (planos de estratificación), enfriamiento de rocas (diaclasas de enfriamiento) y metamórfico (foliación), las discontinuidades independizan los bloques de matriz rocosa (7)

- **Espaciado**

El espaciado corresponde a la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes, es así que, entre menos espaciado los bloques de matriz rocosa (roca intacta) serán más pequeños y entre más espaciado, los bloques de matriz rocosa serán más grandes. (7)

- **Esquistosidad o foliación**

Son planos o discontinuidades que se forman principalmente por tectonismo intenso, y se asocian a la fábrica de las rocas metamórficas (esquistos, Gneis) (7)

- **Fallas geológicas**

Son planos de origen tectónico que afectan las rocas, suelen causar movimiento relativo entre los bloques que componen el macizo rocoso (7)

- **Heterogeneidad**

La heterogeneidad que se presenta en el macizo rocoso se relaciona a la variabilidad de propiedades físicas y mecánicas en distintas zonas del macizo rocoso controlado por cambios de la matriz rocosa y las discontinuidades geológicas (discontinuidades de las rocas) (7)

- **Orientación**

Es la posición espacial y se da con el rumbo y buzamiento de la superficie de discontinuidad. Es importante ver la actitud de los bloques y fracturas para efectos de estabilidad. (8 pág. 314)

- **Persistencia o continuidad**

La persistencia o continuidad corresponde a la extensión en área o tamaño de una discontinuidad en el macizo rocoso, es así que cuanto menor sea la persistencia, la estabilidad de la masa rocosa es mayor y si la persistencia es mayor, la estabilidad del macizo rocoso es menor. (7)

- **Planos de estratificación**

Son los planos relacionados a la deposición de los sedimentos en las rocas sedimentarias, suelen tener un espaciado sistemático que varía entre pocos centímetros a varios metros. (7)

- **Relleno**

El relleno corresponde a los materiales que se alojan en los espacios de las discontinuidades, es así que, cuando los materiales de relleno son suaves (arcillas), la competencia del macizo rocoso es menor y cuando el relleno consiste de materiales duros (sílice), la competencia del macizo rocoso es mayor. entre pocos centímetros a varios metros. (7)

- **Rugosidad**

La rugosidad corresponde a la aspereza o irregularidad que ocurre en la superficie de las discontinuidades, es así que, entre menor rugosidad tenga una discontinuidad, la competencia del macizo rocoso es menor y entre mayor rugosidad tenga la discontinuidad, la competencia del macizo rocoso es mayor. (7)

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

3.1. Métodos y alcances de la investigación

3.1.1 Método general

El método general de la investigación es el científico, debido que se seguirán pasos ordenados con la finalidad de buscar dar solución al problema planteado.

3.1.2 Tipo de investigación

El tipo de investigación es aplicada, ya que en un primer momento se hará uso de los conocimientos adquiridos de las investigaciones básicas con la finalidad de poner en relevancia y poder solucionar el problema de la sobre el dimensionamiento de tajeos.

3.1.3 Nivel de investigación

El nivel de investigación correlacional, el propósito consiste en buscar la relación entre las variables tanto independiente como la dependiente.

3.2. Diseño de investigación

La investigación es cuasi experimental, debido que para la el dimensionamiento de los tajeos se manipulara la variable independiente, con la finalidad de correlacionar con la valoración para el dimensionamiento de tajeos.

3.3 Población y muestra

3.3.1 Población

La población está conformada por el nivel 50, block N° 1, galería principal Yuraocsha.

3.3.2 Muestra

La muestra censal está conformada por el nivel 50, block N° 1, galería principal Yuraocsha.

3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4.1 Técnicas de recolección de datos

- Observación directa
- Encuesta personalizada
- Entrevista
- Cuestionario
- Fotografías

3.4.2 Instrumentos de recolección de datos

- Ficha de observación de campo
- Ficha de encuesta
- Entrevista personalizada
- Cuestionario
- Panel fotográfico

CAPÍTULO IV

RESULTADOS

4.1 Resultados del tratamiento y análisis de la información

4.1.1 Índice de Calidad de Roca de Barton (1974)

a) Cálculo del RQD

Para el cálculo del RQD, el muestreo fue en campo aplicado el muestreo lineal propuesto por Priest y Hudson, 1976:

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

de discontinuidades muestreadas fue de 27

Longitud de muestreo = 4.25 m.

$$\lambda = \frac{27}{4.25}$$

$$\lambda = 6.35$$

$$RQD = 100 \cdot 2.72^{-0.1 \cdot 6.35} \cdot [(0.1 \cdot 6.35) + 1]$$

$$RQD = 86.61 \%$$

Tabla 2. Índice de calidad de la roca

Índice de calidad de la roca	
Descripción	RQD %
Muy pobre	0 - 25
Pobre	25 - 50
Regular	50 - 75
Buena	75 - 90
Excelente	90 - 100
i) Estimar el RQD con 5% de aproximación	
ii) Cuando no se disponga de testigos	
RQD = 115 - 3.3 Jv.	
Jv: N° de Diaclasas por m ³	
iii) Si el RQD menor de 10, emplear un valor nominal 10	

De acuerdo a la correlación con la cartilla para el RQD = 86.61 %, el índice de calidad de la roca se describe como Buena ya que se encuentra entre el intervalo entre 75 – 90 %, cumpliendo la estimación del RQD con 5% de aproximación, en tal sentido el RQD será igual a 85%

b) Cálculo de numero de juntas (Jn)

Los datos muestreados en campo fueron igual a dos familias:

Tabla 3. Número de familias de Juntas. J_n

Descripción	J _n
▪ Roca masiva	0,5-1
▪ Una familia de diaclasas	2
▪ Una familia y algunas juntas ocasionales	3
▪ Dos familias	4
▪ Dos familias y algunas juntas	6
▪ Tres familias	9
▪ Tres familias y algunas juntas	12
▪ Cuatro o más familias, roca muy fracturada, "terrones de azúcar", etc.	15
▪ Roca triturada terrosa	20
En boquillas, se utiliza 2 J _n y en intersecciones de túneles 3 J _n	

De acuerdo a la valoración respecto al número de familias se determina que el valor para: **J_n = 3**

c) Cálculo de la meteorización de las juntas (Ja)

El muestreo respecto a la alteración mostro las paredes de las discontinuidades únicamente mancadadas.

Tabla 4. Meteorización de las juntas (Ja)

Descripción	J_a	ϕ_r
* Contacto entre las dos caras de la junta.		
▪ Junta sellada dura, sin reblandecimiento, impermeable, p.ej. cuarzo, paredes sanas.	0.75	
▪ Caras de la junta únicamente manchadas.	1	25-30
▪ Las caras de la junta están alteradas ligeramente y contienen minerales no reblan decibles, partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	2	25-30
▪ Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fracción arcillosa no reblandecible	3	20-25
▪ Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción, p.ej. caolinita, mica, clorita, talco, yeso, grafito etc. y pequeñas cantidades de arcillas expansivas, los recubrimientos son discontinuos con espesores máximos de 1 ó 2 mm	4	8-16
*Contacto entre las dos caras de la junta con menos de 10 cm de desplazamiento.	J_a	ϕ_r
▪ Partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla.	4	25-30
▪ Rellenos de minerales arcillosos no reblandecidos, fuertemente sobre consolidados. Los recubrimientos son continuos de menos de 5 mm de espesor.	6	16-24
▪ Sobre consolidación media o baja, reblandecimiento; rellenos de minerales arcillosos. Los recubrimientos son continuos de menos de 5 mm de espesor	8	12-16
▪ Rellenos de arcillas expansivas, p.ej. montmorillonita, de espesor continuo de 5 mm. El valor J_a depende del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva	8-12	6-12
* No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando ésta ha sufrido un desplazamiento cortante.	J_a	ϕ_r
▪ Zonas o bandas de roca desintegrada o roca machacada y arcilla.	6-8	6-24
	u	
	8-12	6-24
▪ Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeña fracción de arcilla, sin reblandecimiento Milonitos arcillosos gruesos	5	6-24
	10-13	6-24
	o	
	13-20	6-24

En tal sentido la puntuación correspondiente para la meteorización es: **$J_a = 1$**

d) Rugosidad

Respecto a la evaluación de la rugosidad se tomó en consideración el uso del peine de Baton, habiéndose determinado como junta rugosa o irregular ondulada.

Respecto a la rugosidad le corresponde la puntuación de 3

Tabla 5. Rugosidad de las juntas (J_r)

Descripción	J_r
* Contacto entre las dos caras de la junta mediante un desplazamiento cortante de menos de 10 cm	
▪ Juntas discontinuas	4
▪ Junta rugosa o irregular ondulada	3
▪ Suave ondulada	2
▪ Espejo de falla, ondulada	1,5
▪ Rugosa o irregular, plana	1,5
▪ Suave plana	1
▪ Espejo de falla, plana	0,5
* No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando ambas se desplazan lateralmente	J_r
▪ Zona conteniendo minerales arcillosos, suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las caras de la junta	1
▪ Arenas, gravas o zona fallada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras de la junta	1

NOTA: Si el espaciado de la familia de juntas es mayor de 3 m hay que aumentar el J_r en una unidad.

Para juntas planas con espejo de falla provisto de lineaciones, si éstas están orientadas en la dirección de mínima resistencia, se puede usar $J_r=0,5$

e) Evaluación de la presencia de agua

La presencia de agua en el las labores mineras está catalogada como secas o de fluencia poco importante, a partir de esta característica correlacionando con la cartilla se pudo determinar el valor de la presencia de agua igual a un punto.

$J_w = 1$

Tabla 6. Agua en las juntas. J_w

Descripción	J_w	Presión agua kg/cm ²
▪ Excavaciones secas o de fluencia poco importante, p.ej. menos de 5 l/min localmente	1	<1
▪ Fluencia o presión medias, ocasional lavado de los rellenos de las juntas	0,66	1-2,5
▪ Fluencia grande o presión alta; considerable lavado de los rellenos de las juntas	0,33	2,5-10
▪ Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas al dar las pegas, decayendo con el tiempo.	0,1-0,2	>10
▪ Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas y continuas, sin disminución	0,05-0,1	>10

Los valores presentados con el signo * son sólo valores estimativos.
Si se instalan elementos de drenaje, hay que aumentar J_w .
Los problemas causados por la formación de hielo no se consideran.

f) Evaluación de las tensiones en la excavación. S.R.F.

De la correlación efectuada en campo se puede establecer que el factor reductor de esfuerzos está catalogado como: Sólo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (profundidad de excavación menor de 50 m). en tal sentido la puntuación propuesta en la cartilla de Barton le da una puntuación de cinco puntos.

$$\text{SRF} = 5$$

Tabla 7. Tensiones en la excavación. S.R.F.

Descripción	SRF
1. Zonas débiles que intersectan la excavación y pueden causar caídas de bloques, según avanza la misma.	
A Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta alrededor (cualquier profundidad).	10
B Sólo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación menor de 50 m).	5
C Sólo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación mayor de 50 m).	2,5
D Varias zonas de fractura en roca competente (libre de arcilla), roca	

	suelta alrededor (cualquier profundidad).			7,5
E	Sólo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (profundidad de excavación menor de 50 m).			5
F	Sólo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (profundidad mayor de 50 m).			2,5
G	Juntas abiertas sueltas, muy fracturadas, etc. (cualquier profundidad).			5
2. Rocas competentes, problemas de σ_c/σ_1 σ_t/σ_1 SRF tensiones en las rocas.				
H Tensiones pequeñas cerca de la superficie.				
		>200	>13	2,5
J	Tensione medias.	200-10	13-0,66	1,0
K	Tensiones altas, estructura muy compacta (normalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales).	10-5	0,66-0,33	0,5-2,0
L	Explosión de roca suave (roca masiva).	5-2,5	0,33-0,16	5-10
M	Explosión de roca fuerte (roca masiva).	<2,5	<0,16	10-20
σ_c y σ_t son las resistencias a compresión y tracción, respectivamente, de la roca; σ_1 es la tensión principal máxima que actúa sobre la roca.				
3. Roca fluvente, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de altas presiones litostáticas.				
N	Presión de flujo suave.			5-10
O	Presión de flujo intensa.			10-20
4. Rocas expansivas, actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua.				
P	Presión de expansión suave.			5-10
R	Presión de expansión intensa.			10-20
Observaciones al SRF:				
i Reducir los valores del SRF en un 25-50% si las zonas de rotura sólo influyen, pero no intersectan a la excavación.				
ii En los casos en que la profundidad de la clave del túnel sea inferior a la anchura del mismo, se sugiere aumentar el SRF de 2,5 a 5 (ver H).				
iii Para campos de tensiones muy anisótropos (si se miden) cuando $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, reducir σ_c y σ_t a $0,8 \sigma_c$ y $0,8 \sigma_t$; cuando $\sigma_1/\sigma_3 > 10$, reducir σ_c y σ_t a $0,2 \sigma_c$ y $0,6 \sigma_t$, donde σ_3 es la tensión principal mínima que actúa sobre la roca.				

g) Determinación de la carga uniaxial de la roca intacta

Tabla 8. N° de revotes en con el martillo de Schmidt

N°	N° de revotes
1	45
2	44
3	56
4	62
5	40
6	44
7	46
8	44
9	46

Tabla 9. Cálculo del error del muestreo carga uniaxial de la roca intacta

N° punto muestreado	N° de revotes	Promedio	v	v2
1	45	47.44	2.44	5.97530864
2	44	47.44	3.44	11.8641975
3	56	47.44	8.56	73.1975309
4	62	47.44	14.56	211.864198
5	40	47.44	7.44	55.4197531
6	44	47.44	3.44	11.8641975
7	46	47.44	1.44	2.08641975
8	44	47.44	3.44	11.8641975
9	46	47.44	1.44	2.08641975
Σ	427		46.22	386.222222
Promedio	47.44		5.14	

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum v^2}{n-1}}$$

$$\sigma = \sqrt{\frac{386.222222}{9-1}}$$

$$\sigma = 6.948221$$

Fórmulas para determinar el error de muestreo

a) $E = 0,6745\sigma$

b) $E = \frac{0,845 \sum v}{\sqrt{n(n-1)}}$

c) $E = 0,845\bar{v}$

d) $E = \bar{v}$

Aplicación de fórmulas para determinar el error de muestreo

i. $E = 0,6745\sigma$

$$E = 0,6745 \times 6.948221$$

$$E = 4.684$$

ii. $E = \frac{0,845 \sum v}{\sqrt{n(n-1)}}$

$$E = \frac{0,845 \times 46.22}{\sqrt{9(9-1)}}$$

$$E = 4.60$$

iii. $E = 0,845\bar{v}$

$$E = 0,845 \times 5.14$$

$$E = 4.34$$

iv. $E = \bar{v}$

$$E = 5.14$$

De la aplicación de las fórmulas empleadas podemos establecer que la: i y ii guardan mejor relación; en tal sentido podemos establecer el intervalo del muestro:

Intervalo:

[47.44 – 4.6; 47.44 + 4.6]

[42.84; 52.04]

Tabla 10. Análisis del N° de rebotes

N°	N° de revotes
1	45
2	44
3	56
4	62
5	40
6	44
7	46
8	44
9	46

Del análisis se establece que las muestras 3,4,5 son desechadas por encontrarse fuera del intervalo.

Promedio de golpes con el martillo de martillo de Schmidt

$$\text{Promedio} = (45+44+44+46+44+46) / 6$$

$$\text{Promedio} = 44.83 = \mathbf{45 \text{ golpes.}}$$

• **Cálculo de la resistencia a la compresión uniaxial**

Datos:

- N° de rebotes 45
- Densidad de la roca intacta 2.4
- Dirección de muestreo *in situ*: horizontal

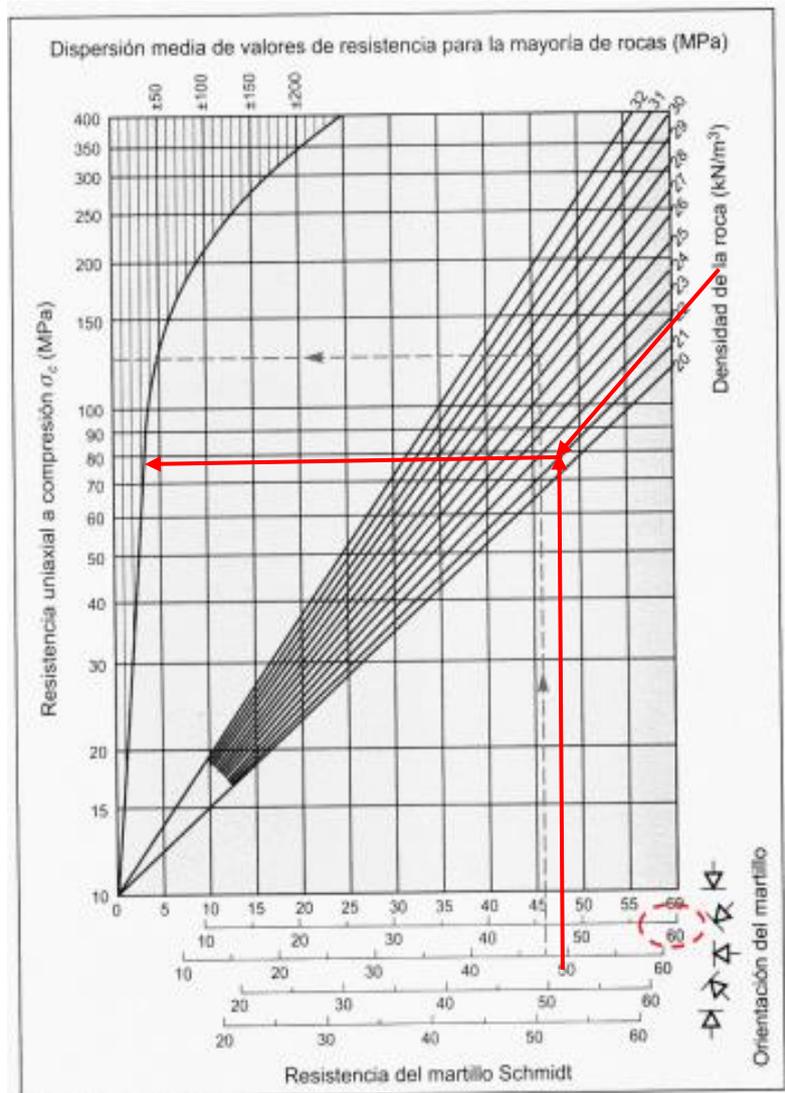


Figura 11. Resistencia del martillo de Schmidt

Resistencia uniaxial a la compresión (σ_c) = 80 Mpa

• **Determinación del esfuerzo *in situ***

Los resultados del esfuerzo *in situ* fueron determinados teniendo en consideración el principio de la carga litostática (vertical “ σ_v ” y horizontal “ σ_h ” considerando el peso unitario de la roca intacta sobre yacente “ γ ” y la profundidad “ z ” desde la superficie.

Para determinar el esfuerzo horizontal “ σ_h ” es obtenido del producto del esfuerzo vertical “ σ_v ” y la contante “ k ” determinada con el criterio de Sheorey (1994).

$$\sigma_h = k * \sigma_v$$

Donde:

σ_v : Esfuerzo vertical (MPa).

k: Constante de Sheorey (1994).

σ_h : Esfuerzo horizontal (MPa).

$$k = 0.25 + 7E_h \left(0.001 + \frac{1}{z} \right)$$

Donde:

k: Constante de Sheorey (1994)

z: Profundidad de la excavación (m)

E_h: Módulo de deformación horizontal promedio de la masa rocosa (GPa)

Tabla 11. *Parámetros de esfuerzo in situ*

Parámetro	Símbolo	Magnitud	Unidades
Cota de superficie	C. Sup.	3350	m s. n. m.
Cota media de la excavación	C. Excav.	3250	m s. n. m.
Profundidad de la excavación	Prof.	100	m
Densidad de la roca	δ	2,4	t/m ³
Módulo de deformación	E _m	10	GPa
Esfuerzo vertical	σ_v	2.39	MPa
Constante	k	0.4	-
Esfuerzo horizontal	σ_h	0.956	MPa

h) Determinación de Q' de Barton - corregido

Datos:

$$RQD = 85\%$$

$$J_n = 3$$

$$J_a = 1$$

$$J_r = 3$$

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

$$Q' = \frac{85}{3} * \frac{3}{1}$$

$$Q' = 85$$

4.1.2 Método gráfico de estabilidad Mathews

$$N' = Q' * A * B * C$$

- **Cálculo del factor A: (Factor de condición de esfuerzos)**

Este factor toma en cuenta la influencia de los altos esfuerzos que reducen la estabilidad de la masa rocosa.

El valor A se determina de la relación de la resistencia a la compresión simple de la roca intacta dividida por el máximo esfuerzo inducido paralelo a la superficie de la pared analizada del tajeo.

El factor A se establece como 1,0; debido a que, la resistencia de la roca intacta es mayor que los esfuerzos inducidos.

$$Razon = \frac{\text{Resistencia a la compresión uniaxial (UCS)}}{\text{Esfuerzo compresión inducida. } \sigma \text{ máx}}$$

$$Razon = \frac{80}{2.39}$$

$$Razon = 33.47$$



**Figura 12. Factor de esfuerzo en roca (A = 1)
Tomado de Osinergmin (6)**



Figura 13. Análisis de la cara de tajeo

- Factor de orientación de estructuras (B)
- Rumbo y buzamiento de la discontinuidad predominante

$$Rb = S 52^{\circ}E$$

$$Bz = 28^{\circ} E$$

- Rumbo y buzamiento de la cara del tajeo

$$Rb = N38^{\circ}E$$

$$Bz = 78^{\circ} E$$

- Diferencia de rumbos

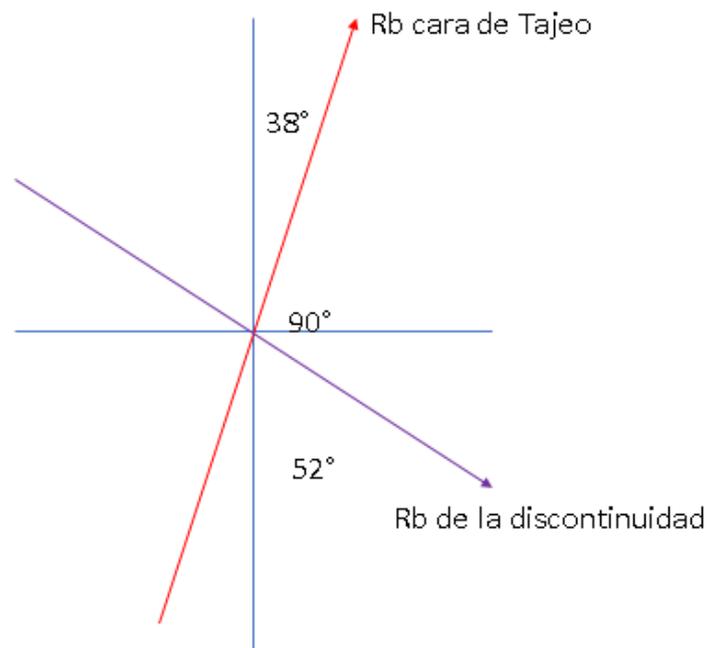


Figura 14. Cálculo de la diferencia de rumbos

Se estable la diferencia en 90°

- **Diferencia de buzamientos**

Bz = 78° E

Bz = 28° E

La diferencia se estable en 50°, con los siguientes datos se pasa a calcular el factor de corrección por orientación.

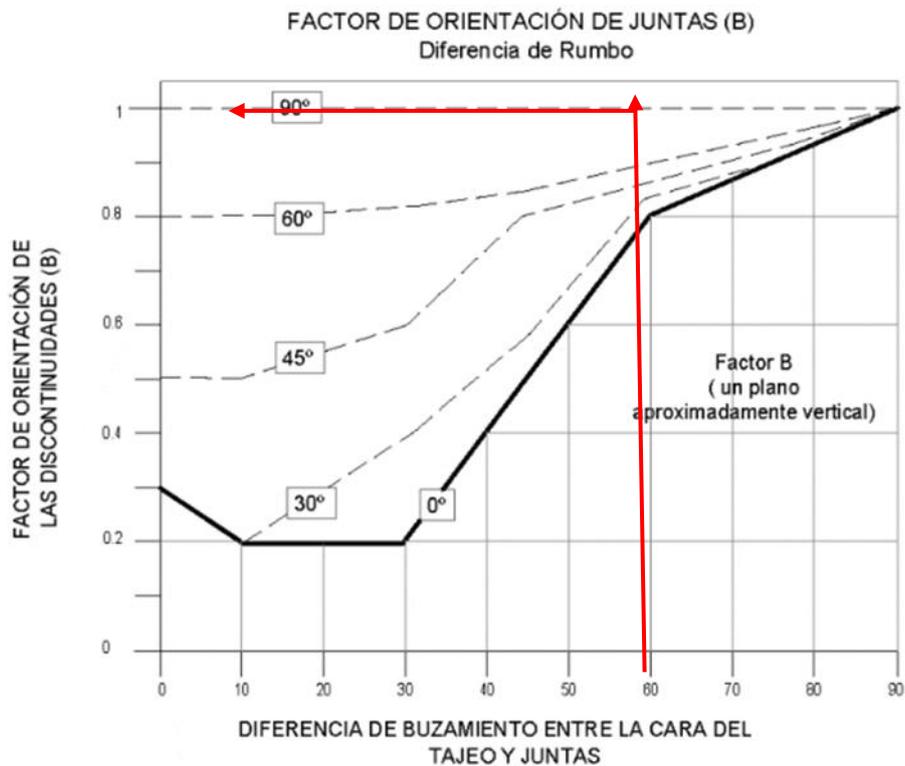


Figura 15. Factor de orientación de juntas (B)
Tomado de Osinergmin (6)

En tal sentido el valor de B = 1

- **Factor de componente gravitacional (C)**

- **Diferencia de buzamientos**

Bz = 78° E

Bz = 28° E

La diferencia se estable en 50°. con los siguientes datos se pasa a calcular el factor de corrección por orientación.

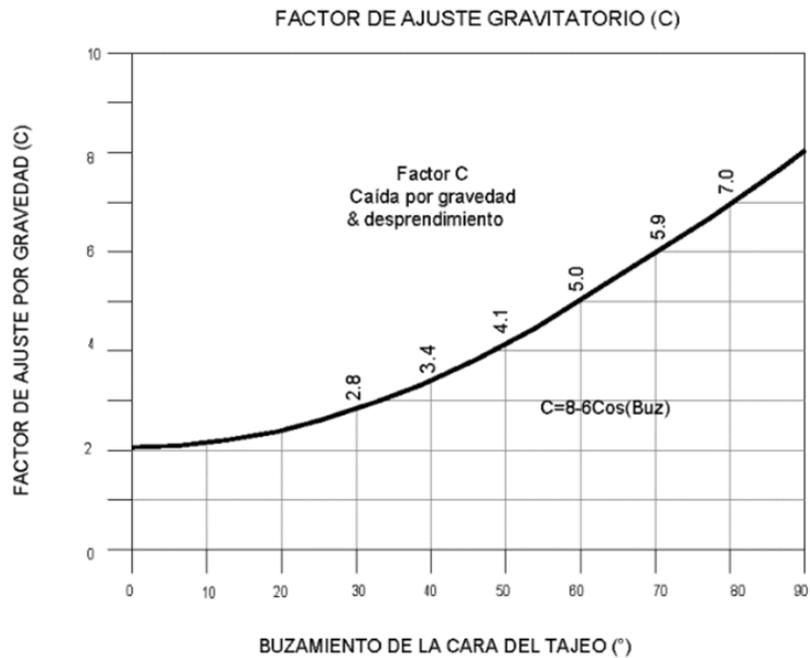


Figura 16. Factor de ajuste gravitatorio (C)
Tomado de Osinergmin (6)

El factor gravitatorio (C) es igual a 4.1

• **Radio hidráulico**

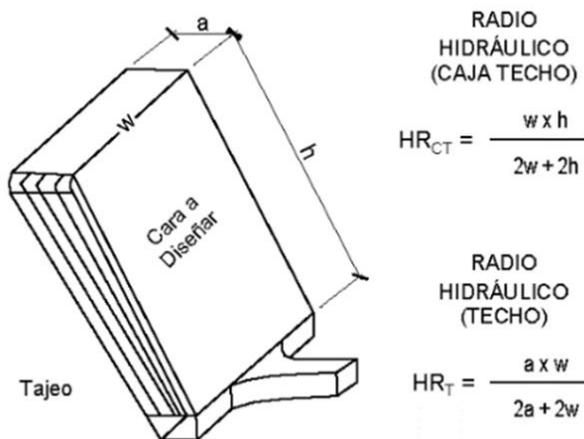


Figura 17. Radio hidráulico

• **Parámetros para el cálculo del radio hidráulico**

- ✓ Longitud: 25 m
- ✓ Alto: 15 m
- ✓ Potencia de veta: 0.70 m
- ✓ Ancho de minado: 1.2 m

• **Análisis del radio hidráulico de la caja techo**

✓ Longitud (W) = 25 m

✓ Alto (h) = 15 m

$$HR_{CT} = \frac{w * h}{2(w + h)}$$

$$HR_{CT} = \frac{25 * 15}{2(25 + 15)}$$

$$HR_{CT} = \frac{375}{80}$$

$$HR_{CT} = 4.69$$

• **Análisis del radio hidráulico del techo**

✓ Longitud (W) = 25 m

✓ Ancho de minado (a) = 1.2 m

$$HR_T = \frac{w * a}{2(w + a)}$$

$$HR_T = \frac{25 * 1.2}{2(25 + 1.2)}$$

$$HR_T = \frac{30}{52.4}$$

$$HR_T = 0.57$$

• **Cálculo de la estabilidad Mathews**

Datos:

✓ Q' = 85

✓ A = 1

✓ B = 1

✓ C = 4.1

Reemplazamos estos valores en la siguiente formula:

$$N' = Q' * A * B * C$$

$$N' = 85 * 1 * 1 * 4.1$$

$$N' = 384.5$$

4.1.3 Método gráfico de estabilidad modificado (N')

• Análisis de estabilidad modificado para la caja techo del tajeo

Datos:

✓ $N' = 384.5$

✓ $RH_{CT} = 4.69$

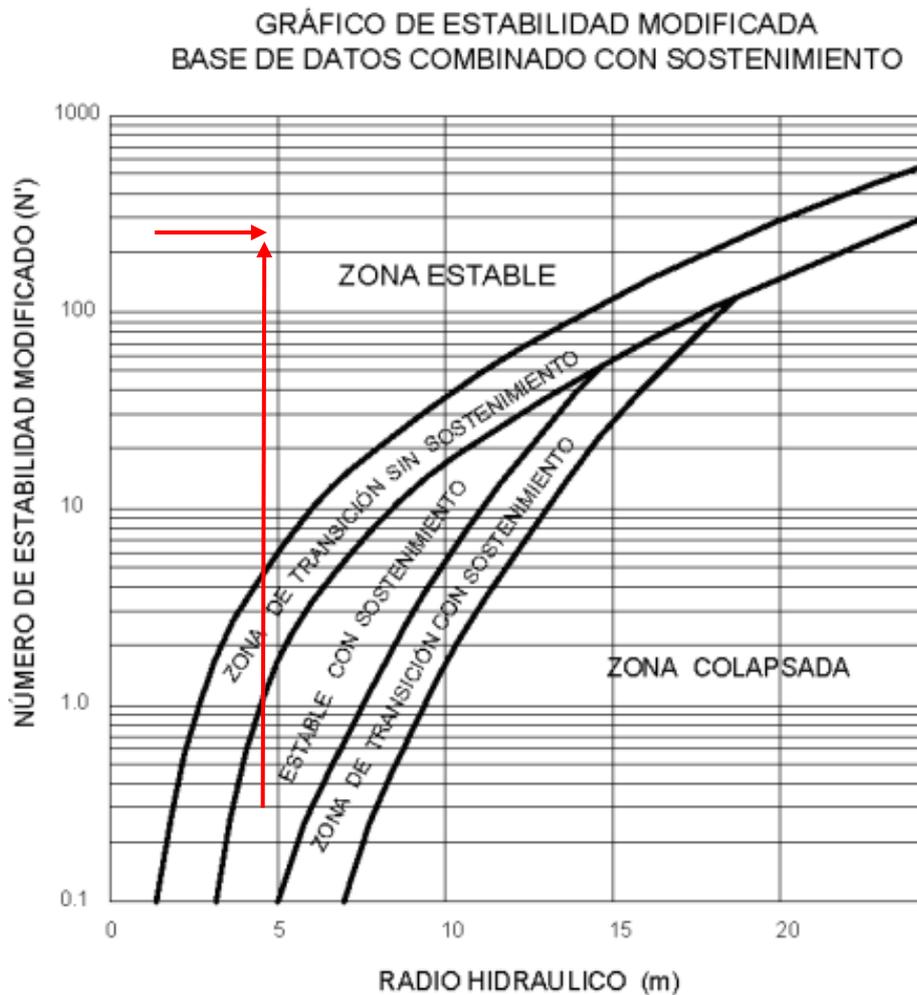


Figura 18. Gráfico de estabilidad modificada (base de datos combinado con sostenimiento) para la caja techo del tajeo

El número de estabilidad demuestra que la caja techo del tajeo se encuentra en una zona estable esto permite incrementar las dimensiones del tajeo, además esto indica que el tajeo es estable para la explotación.

• **Análisis de estabilidad modificado para el techo del tajeo**

Datos:

✓ $N' = 384.5$

✓ $RH_{CT} = 0.57$

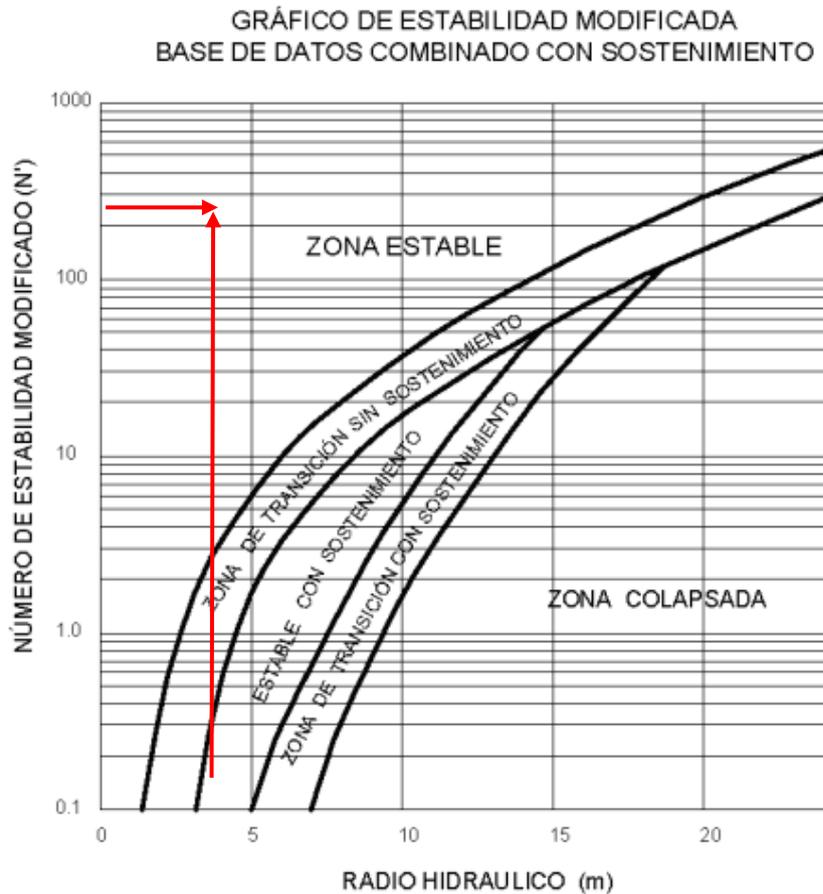


Figura 19 . Gráfico de estabilidad modificada (base de datos combinado con sostenimiento) para el techo del tajeo

El número de estabilidad demuestra que el techo del tajeo se encuentra en una zona estable de la interpretación se indica que la indica que el tajeo es estable para la explotación.

4.2 Discusión de resultados

HE1: Evaluación del factor de esfuerzo en la roca mediante el análisis del esfuerzo inducido aplicando el método gráfico de estabilidad influye para el dimensionamiento geomecánico de tajeos.

Respeto a esta hipótesis nuestra investigación concluyo que: del análisis de los esfuerzos actuantes en el tajeo consideración el principio de la carga litostática el esfuerzo vertical " σ_v " = 2.39 MPa y el esfuerzo horizontal " σ_h " = 0.956 Mpa, dando como resultado que el factor de condición de esfuerzos sea igual a 1

Según Barreto, F. et. al. (1) en su investigación sobre "Diseño geomecánico de la labor subterránea pozos ricos aplicando el método gráfico de estabilidad de Mathews, Hualgayoc – Perú 2018" concluyo que: se ha realizado el análisis de estabilidad de caserones de la mina Pozos Ricos aplicando el método de estabilidad de Mathews el cual muestra una estabilidad adecuada para las paredes norte, sur, yacente y colgante, pero baja estabilidad para el techo, lo cual es beneficioso para un método de explotación por colapso.

De ambas conclusiones podemos establecer similitud en la utilidad del método para dimensionar tajeo.

HE2 Evaluación de la orientación de las juntas mediante el cálculo del rumbo y buzamiento aplicando el método gráfico de estabilidad influye para el dimensionamiento geomecánico de tajeos; se concluyo que:

Según Sosa, J. (3) en su investigación sobre: "Evaluación geomecánica para el diseño de tajeos de producción en la unidad minera cerro Lindo – compañía minera Milpo"; concluyo que: de la evaluación del factor de orientación de las discontinuidades (B) versus la diferencia de buzamiento entre la cara del tajeo y juntas, el valor calculado gráficamente nos dio un valor igual a uno.

El análisis de distribución de discontinuidades ha indicado que el arreglo estructural de la masa rocosa dentro de cada litología de Cerro Lindo, debajo del Nv. 1800, está conformado por 2 sistemas principales de discontinuidades, siendo uno de ellos el dominante, y de 1 a 2 sistemas secundarios.

De ambas conclusiones podemos establecer similitud en la utilidad del método para el dimensionamiento de tajeo.

HE3: Evaluación del factor de esfuerzo gravitacional determinando el esfuerzo vertical y horizontal aplicando el método gráfico de estabilidad influye para el dimensionamiento geomecánico de tajeos.

La investigación concluyo que: la evaluación del factor de ajuste gravitacional (C) versus el buzamiento de la cara del talud fue de 4.1 considerado como un valor intermedio de una puntuación que va desde 2 a 8.

Según Huamán, J. (4) en su investigación titulada: “Aplicación del método gráfico de estabilidad para una explotación por taladros largos del Nv. 395 al Nv. 370 en unidad Islay – Volcán compañía minera S.A.A. 2018” concluyo que: los valores obtenidos correspondiente al factor A arrojan 1.0 indicando que los altos esfuerzos inducidos no es un problema, caso contrario respecto al factor B obtenemos valores igual 0.2 lo cual nos indica condiciones desfavorables por deslizamientos de bloques de rocas, Para el caso del factor C, el techo y la caja techo, observamos que los modos dominantes de falla serán caídas por gravedad, en caso de la caja piso el modo de falla sería por deslizamiento debido a la inclinación de las discontinuidades.

Analizando ambas conclusiones se establece que la evaluación en el caso específico del factor C sirve para evaluar las caídas de rocas por gravedad, pudiendo establecer el grado de seguridad que se podrá tener en el proceso de explotación del tajeo.

CONCLUSIONES

1. De la evaluación del macizo rocoso aplicando el método gráfico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos, se concluye que con las dimensiones de 25 m de largo y 15 m de alto con un ancho de minado de 1.2 m, el radio hidráulico de la caja techo y el techo del tajeo fueron de 4.69 y 0.57 respectivamente, con el número de estabilidad igual a 384.5; correlacionando dichos valores demostró que la explotación del tajeo es estable.
2. Del análisis de los esfuerzos actuantes en el tajeo consideración el principio de la carga litostática el esfuerzo vertical " σ_v " = 2.39 MPa y el esfuerzo horizontal " σ_h " = 0.956 Mpa, dando como resultado que el factor de condición de esfuerzos sea igual a 1.
3. De la evaluación del factor de orientación de las discontinuidades (B) versus la diferencia de buzamiento entre la cara del tajeo y juntas, el valor calculado gráficamente nos dio un valor igual a uno.
4. La evaluación del factor de ajuste gravitacional (C) versus el buzamiento de la cara del talud fue de 4.1 considerado como un valor intermedio de una puntuación que va desde 2 a 8.

RECOMENDACIONES

1. Realizar la evaluación del macizo rocoso aplicando el método gráfico de estabilidad para un mejor dimensionamiento geomecánico de tajeos ya que este análisis considera varios parámetros como son las tensiones, orientaciones y el ajuste gravitatorio.
2. De la misma forma, para ejecutar la explotación de los tajeos se debe respetar las dimensiones analizadas mediante la aplicación del método gráfico.
3. Se recomienda realizar la evaluación periódica de los esfuerzos actuantes en el tajeo, para poder efectuar el análisis periódicamente.
4. Se recomienda realizar la evaluación geomecánica del macizo rocoso poniendo énfasis en la evaluación de la orientación de las discontinuidades.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. BARRETO, F. y SÁENZ, D. Diseño geomecánico de la labor subterránea Pozos Ricos aplicando el método gráfico de estabilidad de Mathews, Hualgayoc – Perú 2018. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Cajamarca - Perú : Universidad Privada del Norte, 2018, 99 pp.
2. SANCHEZ, P. Evaluación geomecánica para el dimensionamiento de tajos en el sistema de explotación por taladros largos en la unidad Minera Untuca Cori Puno S.A. Tesis (Título de Ingeniero de Minas).Puno – Perú : Universidad Nacional del Altiplano, 2018, 114 pp.
3. SOSA, J. Evaluación geomecánica para el diseño de tajeos de producción en la unidad minera Cerro Lindo – compañía minera Milpo. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Cerro de Pasco – Perú : Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, 2016, 214 pp.
4. HUAMÁN, J. Aplicación del método gráfico de estabilidad para una explotación por taladros largos del Nv. 395 al Nv. 370 en unidad Islay – Volcan Compañía Minera S.A.A. 2018. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Huaraz - Perú : Universidad Nacional Santiago Antunez de Mayolo, 2018, 97 pp.
5. MINISTERIO, ENERGÍA Y MINAS DEL PERÚ. *Guía para la evaluación de la estabilidad de los pilares corona*. [En línea] Lima - Perú: PERCAN, 2007 [Citado el: 25 de 06 de 2021.] http://www.minem.gob.pe/minem/archivos/file/DGAAM/guias/XXIV_Pilares_Corona.pdf
6. OSINERGMIN. Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Inversiones IAKOB S. A. C., 2017. 2017-05838
7. GEOLOGÍAWEB. *Macizo rocoso, matriz rocosa y discontinuidades. Descripción y caracterización de macizos rocosos* [En línea] Geologíaweb, 2020 [Citado el: 12 de 09 de 2021.] <https://geologiaweb.com/ingenieria-geologica/macizo-rocoso/>

ANEXOS

Anexo 1

Matriz de consistencia

Tabla 12. *Matriz de consistencia*

	Problema	Objetivo	Hipótesis	Variable
General	¿Cuáles son los resultados de la evaluación del macizo rocoso aplicando el método grafico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos, mina Yuraocsha 2021?	Calcular los resultados de la evaluación del macizo rocoso aplicando el método grafico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos, mina Yuraocsha 2021	Los resultados de la evaluación del macizo rocoso mediante el cálculo del número de estabilidad aplicando el método grafico de estabilidad influye en el dimensionamiento geomecánico de tajeos, mina Yuraocsha 2021	INDEPENDIENTE Evaluación del macizo rocoso
				DEPENDIENTE Dimensionamiento geomecánico de tajeos
Específicos	a) ¿Cuál es el resultado de la evaluación del factor de esfuerzo en la roca aplicando el método grafico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos?	a) Determinar el resultado de la evaluación del factor de esfuerzo en la roca aplicando el método grafico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos.	a) El resultado de la evaluación del factor de esfuerzo en la roca mediante el análisis del esfuerzo inducido aplicando el método grafico de estabilidad influye para el dimensionamiento geomecánico de tajeos	
	b) ¿Cuál es el resultado de la evaluación de la orientación de las juntas aplicando el método grafico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos?	b) Determinar el resultado de la evaluación de la orientación de las juntas aplicando el método grafico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos.	b) El resultado de la evaluación de la orientación de las juntas mediante el cálculo del rumbo y buzamiento aplicando el método grafico de estabilidad influye para el dimensionamiento geomecánico de tajeos	
	c) ¿Cuál es el resultado de la evaluación del factor de ajuste gravitacional aplicando el método grafico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos?	c) Calcular el resultado de la evaluación del factor de ajuste gravitacional aplicando el método grafico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos.	c) El resultado de la evaluación del factor de esfuerzo gravitacional determinando el esfuerzo vertical y horizontal aplicando el método grafico de estabilidad influye para el dimensionamiento geomecánico de tajeos	

	Concepto	Dimensión	Indicador
VARIABLE INDEPENDIENTE	Un macizo rocoso estará compuesto por una o varias rocas que a su vez contienen planos de estratificación, fallas, juntas, pliegues y otros caracteres estructurales. Los macizos rocosos son por tanto discontinuos y pueden presentar propiedades heterogéneas y/o anisótropas	▪ Factor de esfuerzo en la roca	MPa
Evaluación del macizo rocoso		▪ Orientación de las juntas	Rb ° Bz °
		▪ Factor de ajuste gravitacional	MPa
VARIABLE DEPENDIENTE	Es una técnica empleada para el dimensionamiento geomecánico de tajeos, esta ha demostrado ser una herramienta adecuada para el diseño subterráneo.	▪ Largo	m
Dimensionamiento geomecánico de tajeos		▪ Ancho	m
		▪ Alto	m

MÉTODOS	ENFOQUE	MACIZO ROCOSO FRACTURADO		CARACTERÍSTICAS	RECOMENDACIONES DE USO	SOFTWARE
		MODELO GEOMECÁNICO	REPRESENTACIÓN 2D			
MÉTODOS CONTINUOS	Elementos Finitos (FEM)			Es la vez el método más usado y aceptado con mayor tiempo de investigación en la literatura para modelar rocas homogéneas y de comportamiento no lineal con la posibilidad de asignar diferentes propiedades de material a diferentes elementos. Para modelar estructuras, se requiere de la introducción de elementos de discontinuidad en la malla.	Recomendado en geometría compleja no homogénea y materiales con geometría no lineales. Óptimo para análisis a escala global y local.	PHASE ² (RISZ), RISS, ABAQUS, ANSYS
	Diferencias Finitas (FDM)			El método opera mediante la discretización de los límites en un número finito de elementos de borde. Su principal ventaja radica en la eficiencia de tiempo respecto por la computación para resolver las ecuaciones, particularmente en modelación 3D. La solución del problema se realiza únicamente en términos de valores superficiales de tracción y desplazamiento.	En las zonas de mayor interés o riesgo geotécnico, la malla a utilizar debe ser más fina y cada elemento debe contener por lo menos 6 nodos.	FLAC, FLAC3D
	Elementos de Borde (BEM)			El método se interpreta como un arreglo conjunto de bloques independientes que interactúan a través de discontinuidades. Deformables, estos bloques pueden ser analizados como rígidos o deformables. (Brown, 1987).	Recomendado para modelar procesos de fracturamiento en roca. Recomendado principalmente para realidades de comportamiento lineal y homogéneas. Recomendado para analizar estabilidad a escala global o cuando el sistema presenta reducidos grados de libertad (Jing, 2003).	MAP3D
MÉTODOS DISCONTINUOS	Elementos Discretos (DEM)			El método se interpreta como un arreglo conjunto de bloques independientes que interactúan a través de discontinuidades. Deformables, estos bloques pueden ser analizados como rígidos o deformables. (Brown, 1987).	Recomendado para analizar inestabilidades con control rotacional, análisis de talas, caving, entre otros. Su uso es ideal cuando se requiere analizar movimientos de bloques de roca independientes. Ideal para analizar deslizamientos, separaciones de elementos y grandes deformaciones que puedan ocurrir en el modelo.	UDEC, 3DEC, PFC, PFC3D
	Redes de Fracturas Discretas (DFN)			El DFN está enfocado en representar explícitamente (de forma más realista) el patrón estructural existente en el macizo rocoso.	Su uso tiene cada vez mayor aceptación ya que puede ser incluido en el FEM, BEM, DEM o métodos híbridos. Recomendado cuando se requiere analizar el fracturamiento de la roca.	FractMan, DFN
MODELOS HÍBRIDOS = CONTINUOS / DISCONTINUOS	Híbrido FEM/DEM			El BEM es comúnmente usado para modelar la roca en la zona más externa de las excavaciones como múltiples objetivos continuos, el FEM, FDM y/o DEM modela el material no lineal o fracturado alrededor de la excavación donde se requieren que las fracturas, incluyendo sus propiedades, sean integradas explícitamente.	Su uso es recomendado cuando la escala que se quiere analizar involucra grandes secciones, desde el uso de FDM o FEM no es eficiente en términos de tiempo de solución. En el uso de modelos híbridos DEM/BEM se recomienda referirse a lo establecido por Long and Brady (1982, 1984, 1986) y Lemos (1987).	ELFEN