

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Zonificación geomecánica del macizo rocoso para
elección de pilar a implementar en explotación del tajo
1050 nivel 1170 cuerpo oriente**

Jonathan Alexis Quispe Huamani

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" .

Asesor

Ing. Julio Fredy Porras Mayta

DEDICATORIA

Dedico este trabajo ante todo a Dios por darme la oportunidad de desarrollarme profesionalmente, por darme el carácter y fortaleza para poder asumir un nuevo reto más en la vida.

A mis padres, Arturo y Yeny por su apoyo incondicional con el propósito de mejorar mi futuro.

A mi esposa Luz y mi adorable hijo Diangelo quienes dieron el origen a mi inspiración y motivación para superarme día a día.

Bach. Jonathan Alexis Quispe Huamani

AGRADECIMIENTO

Primeramente, agradecer al Ing. Rogelio Rendon Surco por darme la oportunidad de laborar en la empresa SMC S.A. Yauricocha, lugar donde dio origen a mis experiencias mineras.

También agradecer al Ing. Juan Carlos Alarcón Bendezú por direccionar mi carrera profesional al área de geomecánica, brindándome su tiempo en enseñanzas y consejos.

No podía dejar de mencionar a quien en vida fue un excelente catedrático, una de las personas que me inculco muchos concejos y brindó su experiencia en la minería, Ing. Luis Campos Aguirre. A su vez agradecer a toda la plana de ingenieros de la Universidad Continental.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA	III
AGRADECIMIENTO	IV
ÍNDICE DE CONTENIDO.....	V
ÍNDICE DE TABLAS.....	VIII
ÍNDICE DE FIGURAS.....	IX
RESUMEN.....	XI
ABSTRACT.....	XII
INTRODUCCIÓN	XIII
CAPITULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO.....	15
1.1. Planteamiento y formulación del problema	15
1.2. Problema general	15
1.2.1. Problemas específicos.....	16
1.3. Objetivos.....	16
1.3.1. Objetivo general	16
1.3.2. Objetivos específicos.....	16
1.4. Justificación	16
1.4.1. Justificación práctica.....	16
1.4.2. Justificación metodológica	17
1.5. Hipótesis y descripción de variables	17
1.5.1. Hipótesis general.....	17
1.5.2. Hipótesis específicas	17
1.6. Variables.....	17
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO.....	19
2.1. Antecedentes del problema.....	19
2.2. Bases teóricas	22
2.2.1. Pilares en minado subterráneo	22
2.2.2. Factores que afectan la resistencia	22
2.2.3. Pilares rectangulares	23
2.2.4. Esquema de pilares favorables para estabilidad.....	24
2.2.5. Pilares para acomodarse al fallamiento	25
2.2.6. Presencia de fallas geológicas o zonas de corte	26
2.2.7. Pilares versus adecuada cimentación.....	28

2.2.8. Reacomodo de esfuerzos	29
2.2.9. Pilares de corona.....	30
2.2.10. Formas de pilares.....	32
2.2.11. Diseño de cámaras y pilares	33
2.2.12. Factor de seguridad.....	35
2.2.13. Resistencia del pilar	38
2.2.14. Esfuerzos, tensiones y deformaciones en las rocas	41
2.3. Definición de términos	42
CAPÍTULO III METODOLOGIA.....	51
3.1. Métodos y alcances de la investigación	51
3.1.1. Método general	51
3.1.2. Tipo de investigación.....	51
3.1.3. Nivel de investigación.....	51
3.2. Diseño de investigación	51
3.3. Población y muestra.....	52
3.3.1. Población	52
3.3.2. Muestra	52
3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos	52
3.4.1. Técnicas de recolección de datos	52
3.4.2. Instrumentos de recolección de datos	52
CAPITULO IV DISCUSIÓN DE RESULTADOS	53
4.1. Resultados de la investigación	53
4.1.1. Generalidades.....	53
4.2. Cálculo del esfuerzo <i>insitu</i> de la roca suprayacente	58
4.3. Parámetro de resistencia de la masa para la elección de pilares naturales o artificiales	61
4.4. Esfuerzos <i>in situ</i>	75
4.5. Condición de agua subterránea	76
4.6. Parámetros de resistencia de la roca intacta	77
4.7. Parámetros de resistencia de la masa rocosa	77
4.8. Fundamento geomecánico en el diseño de pilares naturales y artificiales.....	78

4.9. Diseño de método 1 de minado con pilares naturales de 5.0 m x	
5.0 m	79
4.10. Análisis económico de minado	83
CONCLUSIONES	87
RECOMENDACIONES	88
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS	89
ANEXOS	90

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Constantes para el diseño de pilares.....	41
Tabla 2. Zonificación geomecánica	56
Tabla 3. Unidades geotécnicas	57
Tabla 4. Parámetros de Hoek y Brown y Mohr Coulomb.....	58

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Esquema de pilares	23
Figura 2. Esquema de pilares desfavorables para la estabilidad de los mismos.....	23
Figura 3. Esquema de pilares favorables para estabilidad	24
Figura 4. Esquema de pilares favorables para estabilidad de los mismos.....	24
Figura 5. Esquema de cámaras y pilares para acomodarse al fallamiento	25
Figura 6. Modelos de intersección entre los pilares largos o de costilla y los planos de falla	26
Figura 7. Pilar inestable (cargas de momento)	27
Figura 8. Pilar estable (cargas de corte).....	28
Figura 9. Incorrecto	29
Figura 10. Correcto	29
Figura 11. Concentración de los esfuerzos en el pilar que puede llevar a su fallamiento	30
Figura 12. Puentes o pilares de corona cuya altura depende de la calidad de la masa rocosa	31
Figura 13. Esquema de pilares en terrenos fallados	32
Figura 14. Diseño de cámaras y pilares	33
Figura 15. Cámaras y pilares para pisos horizontales	33
Figura 16. Cámaras y pilares para pisos inclinados	34
Figura 17. Cámaras y pilares para pisos escalonados	34
Figura 18. Esfuerzos actuantes sobre el pilar	35
Figura 19. Pilares cuadrados	37
Figura 20. Pilares rectangulares.....	37
Figura 21. Pilares irregulares	38
Figura 22. Estados de tensiones aplicados a muestras de laboratorio	42
Figura 23. Condición actual del TJ 1050 Niv. 1170	54
Figura 24. Secuencia a seguir.....	55
Figura 25. Fotografía que corresponde al SN-9750NW (VE-3) del BP-4141NW.....	55

Figura 26. Fotografía que corresponde al XC-7212NE extremo sur56
Figura 27. Altura de la zona descomprimida59

RESUMEN

La presente investigación planteó como objetivo general: Realizar la zonificación geomecánica del macizo rocoso para la elección del tipo de pilar a implementar en la explotación del tajeo 1050 Nv. 1170 Cuerpo Oriente, Sociedad Minera Corona S.A. Además, la hipótesis general propuesta fue: La zonificación geomecánica del macizo rocoso mediante el uso de la cartilla geomecánica de Bieniawski se relaciona directamente para la elección del tipo de pilar a implementar en la explotación del tajeo 1050 Nv. 1170 Cuerpo Oriente, Sociedad Minera Corona S.A.

El método general de investigación fue el científico, tipo aplicada de nivel explicativo de diseño cuasi experimental; la población y muestra estuvo conformada el tajeo 1050 Nv. 1170 cuerpo Oriente, Sociedad Minera Corona S.A.

Producto de la investigación se concluyó que la zonificación geomecánica del macizo rocoso de acuerdo a la clasificación geomecánica de Bieniawski es de tipo regular con una puntuación de 40 – 50, efectuadas tanto en el techo del mineral como en las paredes de la caliza; de igual manera realizada la clasificación con el Q de Barton nos arrojó un valor de 1.118 lo que lo clasifica como malo; de los resultados obtenidos optamos por la implementación de pilares artificiales (woodpack de 1.5 x 1.5) siendo este el que mayor margen de beneficio genera de acuerdo al análisis realizado.

Palabras claves: Zonificación geomecánica del macizo rocoso, tipo de pilar a implementar, explotación de tajeo.

ABSTRACT

The present investigation was proposed as a general objective: To carry out the geomechanical zoning of the rocky massif for the choice of the type of pillar to implement in the exploitation of the 1050 Nv pit. 1170 East body, Sociedad Minera Corona SA, whose general hypothesis consisted of: The geomechanical zoning of the rock mass by using the Bieniawski geomechanical primer, is directly related to the choice of the type of pillar to implement in the exploitation of the 1050 Nv pit. 1170 East body, Sociedad Minera Corona S.A.

The general method of investigation was the scientific one, applied type of explanatory level of quasi experimental design; the population and sample consisted of the 1050 Nv pit. 1170 East body, Sociedad Minera Corona S.A.

As a result of the investigation, it was concluded that: The geomechanical zoning of the rock mass according to the Bieniawski geomechanical classification is of a regular type with a score of 40 - 50, carried out both on the mineral roof and on the limestone walls; In the same way, the classification with Barton's Q gave us a value of 1,118, which classifies it as bad; From the results obtained, we opted for the implementation of artificial pillars (1.5 x 1.5 woodpack), this being the one that generates the highest profit margin according to the analysis carried out.

Keywords: Geomechanical zoning of the rocky massif, type of pillar to be implemented, tajeo exploitation.

INTRODUCCIÓN

La presente investigación titulada: Zonificación geomecánica del macizo rocoso para elección de pilar a implementar en explotación del tajo 1050 nivel 1170 Cuerpo Oriente; se propuso resolver el problema de la recuperación de los minerales dejados en el proceso de explotación en los yacimientos mineros. El cual ha sido tema de controversia, estos volúmenes de mineral abandonados ya sea como pilares o puentes se acrecientan dependiendo del método de explotación y las dimensiones de los tajeos, en tal sentido proponer su recuperación es tema netamente ingenieril.

La empresa consciente que los recursos mineros no son renovables se ha propuesto realizar los estudios para recuperar estos pilares en forma óptima y segura sin exponer al personal, equipos e instalaciones de la unidad minera, utilizando tecnologías que están al alcance y capacidad empresarial de la unidad minera.

Para el desarrollo de la investigación el trabajo se dividió en cuatro capítulos los cuales se detallan a continuación:

En el capítulo I se detalla el planteamiento y formulación del problema dando a conocer el problema general y específico, del mismo modo se cita el objetivo general y específico seguidamente de la justificación practica y metodológica; para culminar este capítulo se exponen la hipótesis general, específica y las variables de esta investigación.

El capítulo II trata de los antecedentes nacionales e internacionales, así como de las bases teóricas y la definición de términos básicos de la investigación.

El capítulo III está destinado para la metodología de la investigación, donde se resalta 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 exponen los datos que se obtuvieron de la investigación.

Finalmente se dan a conocer las conclusiones recomendaciones, referencias bibliográficas y anexos.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. Planteamiento y formulación del problema

La recuperación de los minerales dejadas en el proceso de explotación en los yacimientos mineros ha sido tema de controversia, estos volúmenes de mineral dejados ya sea como pilares o puentes se acrecientan dependiendo del método de explotación y las dimensiones de los tajeos, en tal sentido proponer su recuperación es tema netamente ingenieril.

La empresa consciente que los recursos mineros no son renovables se ha propuesto realizar los estudios para recuperar estos pilares en forma óptima y segura sin exponer al personal, equipos e instalaciones de la unidad minera, utilizando tecnologías que están al alcance y capacidad empresarial de la institución.

En tal sentido en esta investigación se propone realizar los estudios con la finalidad de lograr los objetivos de la empresa y de esta manera poder aportar una solución ingeniosa al problema.

1.2. Problema general

¿Cuál es la zonificación geomecánica del macizo rocoso para la elección del tipo de pilar a implementar en la explotación del tajeo 1050 Nv. 1170 Cuerpo Oriente, Sociedad Minera Corona S. A. ?

1.2.1. Problemas específicos

- a) ¿Cuál es el resultado del cálculo del esfuerzo *insitu* de la roca suprayacente para la elección de pilares naturales o artificiales en la explotación de tajeo?

- b) ¿En qué medida influye el parámetro de resistencia de la roca intacta en la elección de pilares naturales o artificiales en la explotación de tajeo?

- c) ¿En qué medida influye el parámetro de resistencia de la masa para la elección de pilares naturales o artificiales en la explotación de tajeo?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general

Realizar la zonificación geomecánica del macizo rocoso para la elección del tipo de pilar a implementar en la explotación del tajeo 1050 Nv. 1170 Cuerpo Oriente, Sociedad Minera Corona S. A.

1.3.2. Objetivos específicos

- a) Realizar el cálculo del esfuerzo *insitu* de la roca suprayacente para la elección de pilares naturales o artificiales en la explotación de tajeo.

- b) Determinar la influencia del parámetro de resistencia de la roca intacta en la elección de pilares naturales o artificiales en la explotación de tajeo.

- c) Determinar la influencia del parámetro de resistencia de la masa para la elección de pilares naturales o artificiales en la explotación de tajeo.

1.4. Justificación

1.4.1. Justificación práctica

Con esta investigación se contribuye a la empresa en la planificación del diseño y construcción de pilares con la finalidad de optimizar la recuperación de mineral en forma segura y eficiente.

1.4.2. Justificación metodológica

Para el desarrollo de la presente tesis, el investigador creara instrumentos y metodologías propias para la recolección de datos, el procesamiento y formulación de conclusiones, que pueden servir de base para otras investigaciones similares.

1.5. Hipótesis y descripción de variables

1.5.1. Hipótesis general

La zonificación geomecánica del macizo rocoso mediante el uso de la cartilla geomecánica de Bieniawski, se relaciona directamente para la elección del tipo de pilar a implementar en la explotación del tajeo 1050 Nv. 1170 Cuerpo Oriente, Sociedad Minera Corona S. A.

1.5.2. Hipótesis específicas

- a) El cálculo del esfuerzo *insitu* de la roca suprayacente a partir del análisis del esfuerzo vertical y horizontal inciden en la elección de pilares naturales o artificiales en la explotación de tajeo.

- b) El cálculo de los parámetros de resistencia de la roca intacta incide en la elección de pilares naturales o artificiales en la explotación de tajeo.

- c) El cálculo de los parámetros de resistencia de la masa incide en el diseño y construcción de pilares naturales o artificiales en la explotación de tajeo.

1.6. Variables

A) Variable independiente

Zonificación geomecánica del macizo rocoso (X)

✓ Indicadores:

- Esfuerzo *insitu* de la roca suprayacente
- Resistencia de la roca intacta
- Resistencia de la masa
- RMR de Bieniawski

B) Variable dependiente (Y)

Pilar

✓ Indicadores:

- Naturales
- Artificiales

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del problema

a) Tesis titulada “*Optimización del sistema de relleno RDC para el método de explotación cámaras y pilares corte y relleno (Drift and Fill) ascendente en la mina el roble ubicada en el municipio El Carmen de Atrato del departamento de Choco, Colombia*”. El objetivo general de la investigación fue optimizar el sistema de relleno RDC para el método de explotación cámaras y pilares corte y relleno (Drift and Fill) en la mina el roble ubicada en el municipio el Carmen de Atrato. (1)

Los objetivos específicos fueron:

- ✓ Descripción del método de explotación cámaras y pilares corte y relleno ascendente.
- ✓ Diagnóstico del sistema de relleno RCD, desde planta de concreto hasta vaciado en las labores a rellenar.
- ✓ Analizar variables que influyan negativamente en el sistema de relleno RCD
- ✓ Identificación de la red de tuberías primarias y secundarias.
- ✓ Mostrar los aportes del estudiante en la optimización del relleno RDC

La investigación presenta las siguientes conclusiones:

- ✓ Se optimiza la mezcla del relleno RDC dando solución a los altos costos de obtención de la mezcla; sin alterar su resistencia.

- ✓ Se optimiza del sistema de relleno RDC dando solución al taponamiento y desgaste de las tuberías; bajando los costos de cambio de tubería taponadas y de relleno para el método de explotación cámaras y pilares corte y relleno (Drift and Fill) ascendente en la mina el roble ubicado en el municipio el Carmen de Atrato del departamento de Choco, Colombia
 - ✓ Se describe el método de explotación cámaras y pilares corte y relleno
 - ✓ Se analiza y conoce los tipos de tuberías utilizadas en el transporte del relleno a las labores de la mina
 - ✓ Se determina si el desgaste de la tubería es la culpable del taqueo de la misma
 - ✓ Se describe la operación de relleno detrítico cementado RDC, desde planta de concreto hasta vaciado en las labores a rellenar
 - ✓ Se realiza aporte del estudiante en la optimización del relleno RDC como objetivo principal
- b) Tesis titulada “*Diseño de cámaras y pilares basado en las características geomecánicas del macizo rocoso en la corporación minera Ananea S.A. – 2016*”. El objetivo general de la investigación fue diseñar cámaras y pilares mediante las características geomecánicas del macizo rocoso y recursos minerales en la corporación minera Ananea.(2)

Los objetivos específicos son:

- ✓ Diseñar cámaras y pilares con dimensiones óptimas basándose en la clasificación geomecánica del macizo rocoso de las pizarras de la formación Ananea.
- ✓ Diseñar cámaras y pilares tomando en cuenta el factor de seguridad 1.5.

Se concluye que:

- ✓ La dimensión de cámaras es de 4.5 metros de ancho y los pilares de 2 metros de ancho en los de forma cuadrada
- ✓ La resistencia de los pilares cuadrados es de 4.78 MPa
- ✓ Las principales variables que influyen en su estabilidad son la resistencia del pilar, y el esfuerzo inducido de la masa rocosa
- ✓ El factor de seguridad es de 2.4

c) Tesis titulada “*Recuperación de pilares mediante el método de pilares artificiales en el tajo manto sur, Nivel 8, mina magistral, SMRL Magistral de Huaraz SAC. 2017*”. El objetivo general de la investigación fue determinar si la recuperación de los pilares del tajo Manto Sur del nivel 8 de la mina Magistral, es factible mediante el método de recuperación con pilares artificiales.(3)

Los objetivos específicos son:

- ✓ Determinar la geomecánica del nivel 8 de la mina Magistral, el cual va reducir los accidentes en la recuperación de pilares del tajo Manto Sur del nivel 8 de la mina Magistral.
- ✓ Evaluar la geometría del yacimiento y pilares en el nivel 8 de la mina Magistral, lo cual va implicar en la recuperación de pilares del tajo Manto Sur del nivel 8 de la mina Magistral.
- ✓ Determinar el costo adicional que implica la recuperación de pilares con el método de pilares artificiales en el tajo Manto Sur del nivel 8 de la mina Magistral.

Se concluye que:

- ✓ La recuperación de pilares del tajo Manto sur nivel 8 en la mina Magistral, mediante el método de recuperación con pilares artificiales, si es efectivo.
- ✓ La geomecánica del tajo Manto sur nivel 8 en la mina Magistral, si permite una adecuada recuperación mediante el método de pilares artificiales.
- ✓ La geometría del yacimiento y de los pilares si es adecuado para la aplicación del método de pilares artificiales en el proceso de recuperación de pilares en el tajo Manto sur nivel 8 en la mina magistral.
- ✓ El costo adicional que implica la utilización de pilares artificiales en el proceso de recuperación de pilares del tajo Manto sur nivel 8 de la mina Magistral y la factibilidad del proyecto si es aceptable.

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Pilares en minado subterráneo

En el minado subterráneo se utilizan diferentes tipos de pilares: pilares cuadrados rectangulares o irregulares asociados al método de minado por cámaras y pilares; pilares largos o denominados también pilares de costilla, asociados al método de minado de tajeos abiertos por subniveles con taladros largos, en el cual los pilares son recuperados como tajeos secundarios, después del relleno de los tajeos primarios; pilares de corona o denominados también pilares puentes, asociados principalmente al método de minado por corte y relleno en yacimientos con alto buzamiento; y los pilares de protección, que tienen la función de proteger al minado adyacente o a excavaciones permanentes como piques, chimeneas u otras instalaciones importantes. (4 pág. 58)

2.2.2. Factores que afectan la resistencia

En el caso de los pilares, hay factores que afectan su resistencia y que están relacionados a los defectos o rasgos estructurales que están presentes en el pilar y la forma y orientación de los mismos.

Para el caso de los pilares utilizados en el método de minado por cámaras y pilares, podemos ilustrar mejor la influencia del esquema y la secuencia de avance del minado en la estabilidad de los mismos.

Consideremos a manera de ejemplo un cuerpo mineralizado en donde se presenta una masa rocosa fracturada con tres sistemas típicos de discontinuidades, dos de ellos de rumbos más o menos paralelos y buzamientos opuestos, el tercero con rumbo más o menos perpendicular a los anteriores y cualquier buzamiento. Si se decidiera hacer pilares cuadrados o rectangulares con relación $W/H = \frac{1}{2}$ y un esquema como el de la Figura 2.34 por ejemplo, en este caso los dos primeros sistemas de discontinuidades interceptarían al cuerpo del pilar de pared a pared, si es que los pilares tuvieran una altura determinada y un ancho limitado. En este caso, ocurriría el debilitamiento de los pilares, lo cual constituiría un problema de falla potencial de la roca. (4 pág. 59)



Figura 1. Esquema de pilares

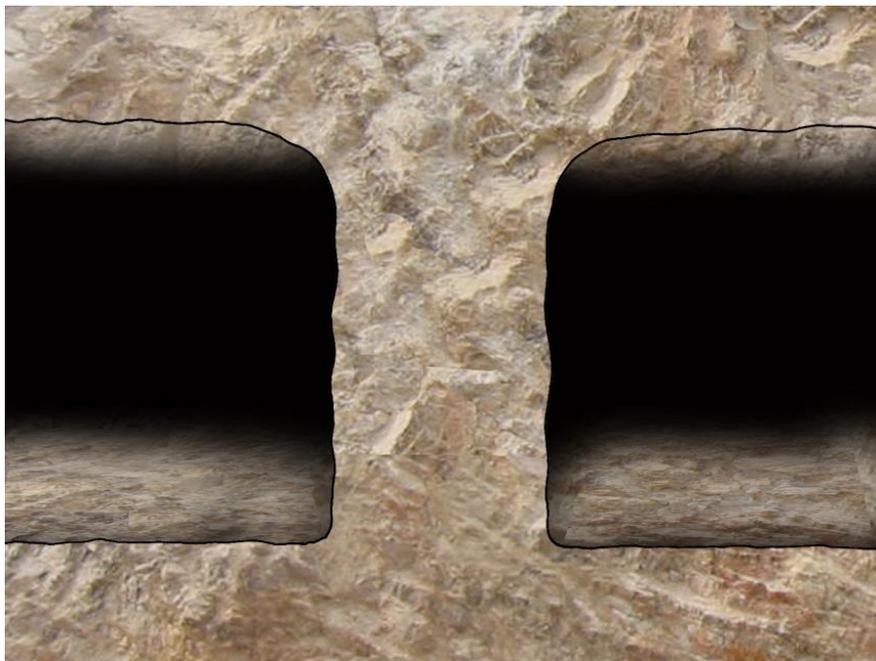


Figura 2. Esquema de pilares desfavorables para la estabilidad de los mismos.

2.2.3. Pilares rectangulares

La solución sería hacer pilares rectangulares, alineando el lado mayor perpendicular a los dos primeros sistemas de discontinuidades. En este caso, el ancho de los pilares no tendría intersecciones de discontinuidades de pared a pared y por lo tanto serían mucho más resistentes y estables, aunque las cuñas rocosas en la pared de los pilares podrían moverse, esto no afectaría significativamente la estabilidad de los mismos. (4 pág. 59)

2.2.4. Esquema de pilares favorables para estabilidad

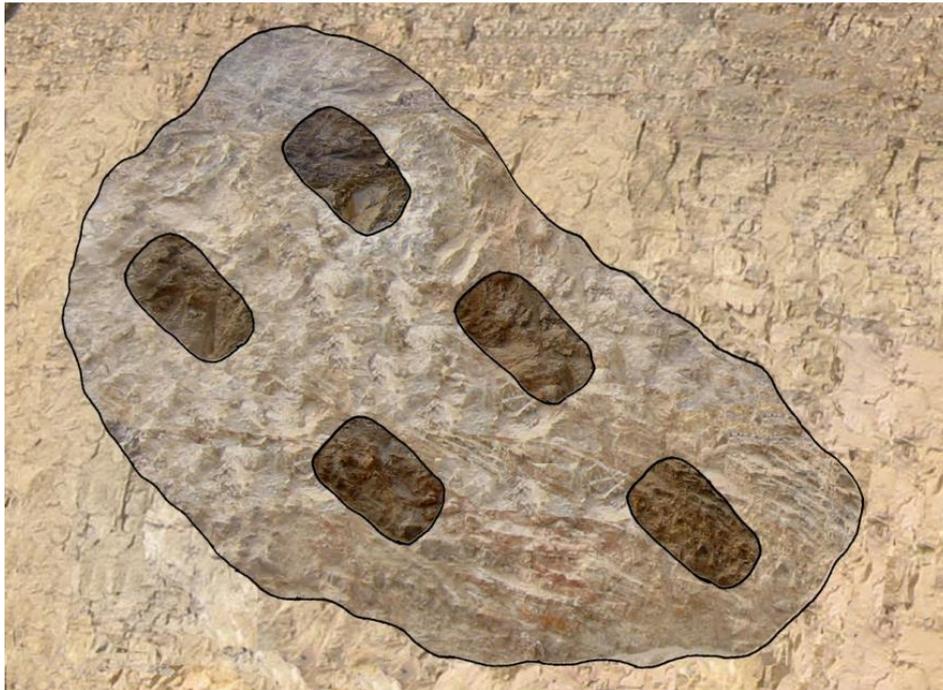


Figura 3. Esquema de pilares favorables para estabilidad

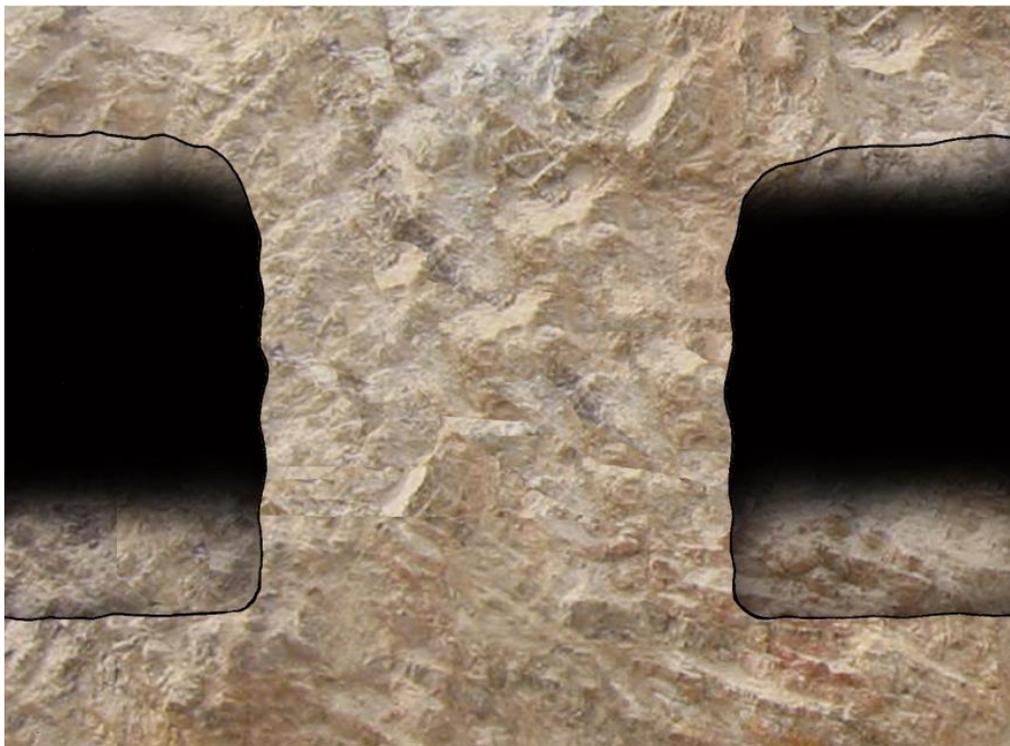


Figura 4. Esquema de pilares favorables para estabilidad de los mismos.

Por otro lado, la presencia de fallas geológicas o zonas de corte pueden influir significativamente en la adopción del esquema de minado por cámaras y pilares, y por lo tanto en las condiciones de estabilidad de las mismas. Los sistemas de minado deberían integrar las fallas o zonas de corte a los pilares para mantener los techos de los tajeos en roca competente. Esta será una razón por la que algunas veces el esquema de los pilares no será uniforme, variando sus anchos de acuerdo a la presencia o ausencia de fallas o zonas de corte. (4 pág. 60)

2.2.5. Pilares para acomodarse al fallamiento



Figura 5. Esquema de cámaras y pilares para acomodarse al fallamiento

2.2.6. Presencia de fallas geológicas o zonas de corte

La intersección de los pilares por fallas geológicas o zonas de corte es otro aspecto a considerar. Como ejemplo ilustrativo se presentan los dibujos (A), (B) y (C), de tres casos de intersecciones en pilares largos o de costilla. (4 pág. 61)

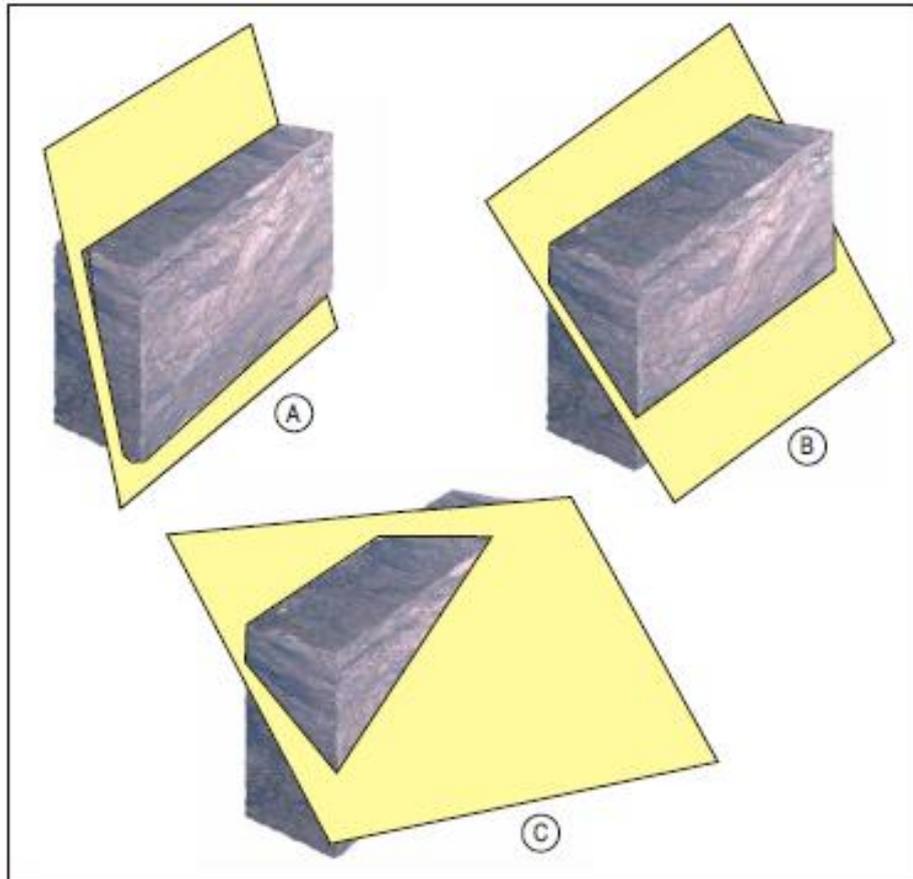


Figura 6. Modelos de intersección entre los pilares largos o de costilla y los planos de falla

En el caso del dibujo (A), el pilar y la falla tienen rumbos más o menos paralelos, pero la falla tiene alto buzamiento, por lo que no llega a interceptar al pilar de pared a pared. Este modo de intersección da las condiciones más estables al pilar.

En el caso del dibujo (B), también el pilar y la falla tienen rumbos más o menos paralelos, pero en este caso por el menor buzamiento de la falla, ésta intercepta al pilar de pared a pared. En este caso habrá un debilitamiento del pilar y hasta podría ocurrir el deslizamiento a través de la falla. Para una completa estabilidad se tendría que hacer un pilar de mayor ancho, para mantener a la falla dentro del pilar.

En el caso del dibujo (C), el pilar es interceptado por la falla transversalmente y longitudinalmente. En este caso la estabilidad del pilar disminuirá significativamente, a causa de que los planos de la cuña tienen libertad para moverse horizontal y verticalmente. El incremento del ancho del pilar no mejoraría las condiciones de estabilidad, pero sí la disminución de la altura del pilar, aunque esto significaría una reducción de la recuperación del mineral.

En el caso del minado por cámaras y pilares, el esquema de pilares puede ser planeado para soportar los techos fallados, muy particularmente los pilares deberán ubicarse en las áreas de intersección de las fallas. Este esquema de pilares es útil para controlar mejor las condiciones de estabilidad de las excavaciones.

Otro aspecto importante a considerar en el caso de vetas o cuerpos mineralizados inclinados, es la forma y orientación de pilares. Los pilares de rumbo, en particular los pilares largos, son inherentemente inestables y deben ser evitados, ellos sufren una falla progresiva rápida, aun cuando están reforzados con pernos de roca cementados o cables. Una forma de estabilizar los pilares de rumbo, es agrandando su ancho o inclinando las paredes. (4 pág. 62)

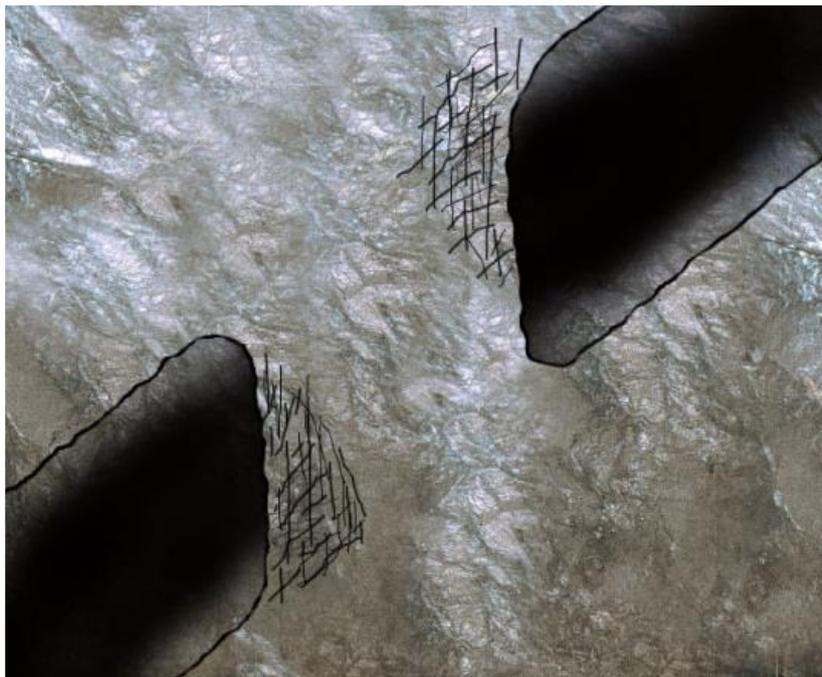


Figura 7. Pilar inestable (cargas de momento)



Figura 8. Pilar estable (cargas de corte)

2.2.7. Pilares versus adecuada cimentación

Los pilares largos de buzamiento son más atractivos desde el punto de vista de la estabilidad, que los pilares largos de rumbo.

La resistencia de los pilares aumenta con el confinamiento del relleno, por lo que es recomendable su uso. Cuando se van a recuperar pilares, dependiendo de la altura del pilar, el relleno deberá ser cementado para asegurar la estabilidad de las paredes del mismo.

También es muy importante para la estabilidad de los pilares y de las cámaras, que los pilares tengan una adecuada cimentación, es decir, el pilar debe estar apoyado en la masa rocosa insitu. Para mantener adecuadas condiciones de cimentación, el pilar debe tener continuidad vertical a medida que vayan avanzando los cortes ascendentes de mineral, de lo contrario, si el pilar no tuviera una buena base o cimentación, habría problemas de inestabilidad tanto del pilar como de las cámaras, creando situaciones de peligro durante el minado. (4 pág. 63)

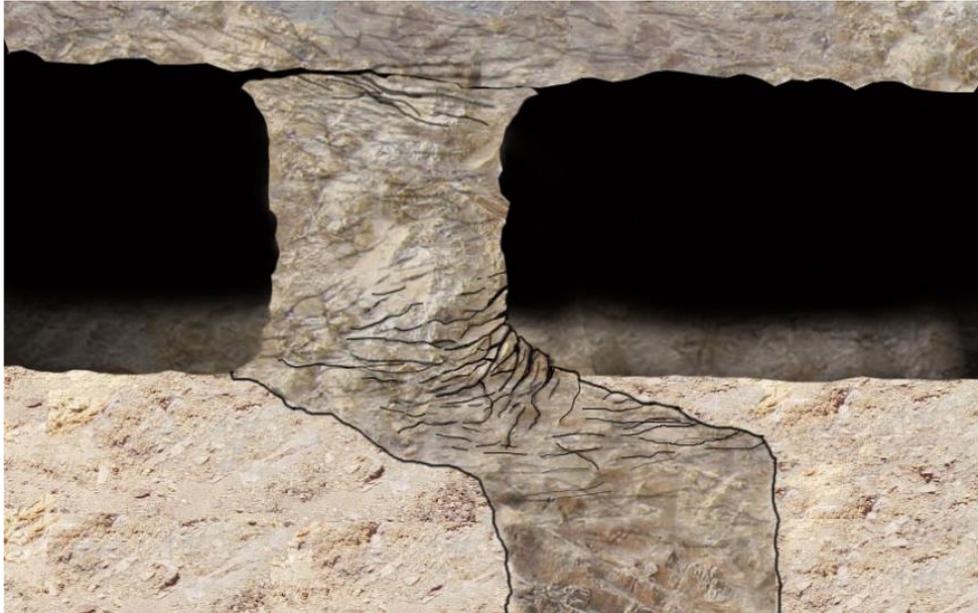


Figura 9. Incorrecto



Figura 10. Correcto

2.2.8. Reacomodo de esfuerzos

A medida que se ejecutan las excavaciones, los esfuerzos continuamente se reacomodan entre sí y cuánto más se acerquen las excavaciones, los esfuerzos pueden empezar a interactuar con los esfuerzos de campo. Este compuesto o traslape de esfuerzos puede resultar en la falla de los pilares, por este motivo es importante un adecuado diseño de éstos. (4 pág. 64)

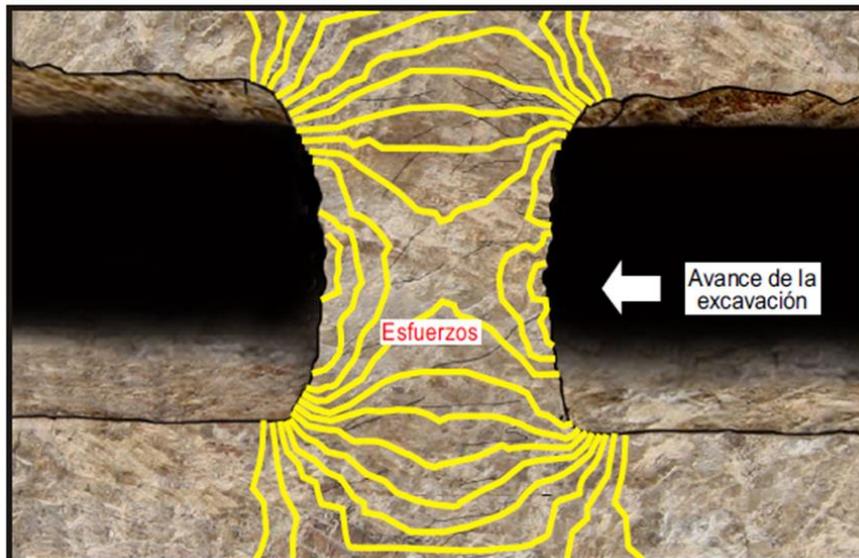


Figura 11. Concentración de los esfuerzos en el pilar que puede llevar a su fallamiento

2.2.9. Pilares de corona

Los diferentes principios señalados también son aplicables a los pilares de corona, utilizados mayormente en el método de corte y relleno, en los cuales es importante la altura de los mismos para tener condiciones adecuadas de estabilidad. Si los pilares no están adecuadamente dimensionados habrá peligro de caída de rocas. (4 pág. 64)

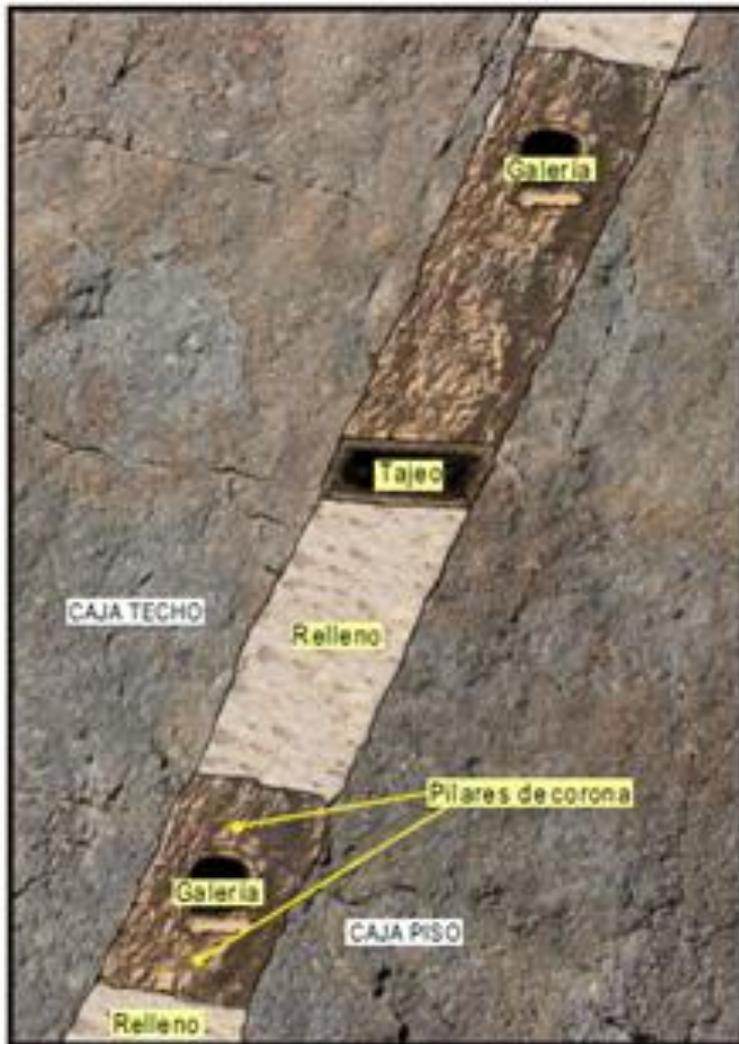


Figura 12. Puentes o pilares de corona cuya altura depende de la calidad de la masa rocosa

2.2.10. Formas de pilares

Las diferentes formas de pilares, como las mencionadas en los acápite anteriores son utilizadas como estructuras naturales, para sostener a la masa rocosa circundante a las excavaciones asociadas al minado subterráneo. En la Figura 3.28 se muestra un ejemplo de sostenimiento con pilares de techos fallados, asociado al minado por cámaras y pilares. En este caso, los pilares están ubicados en áreas de intersección de fallas.

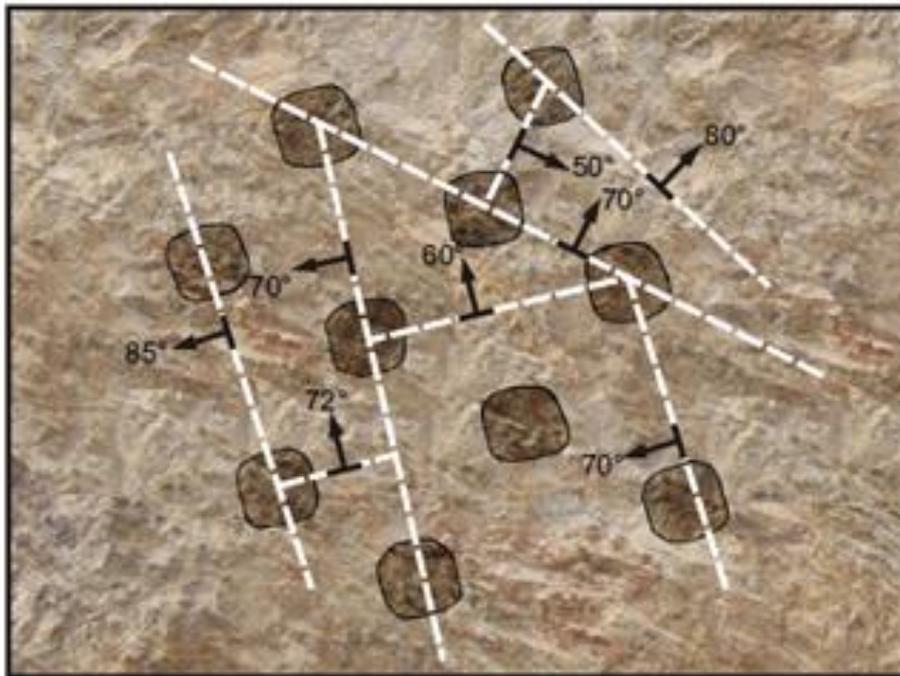


Figura 13. Esquema de pilares en terrenos fallados

2.2.11. Diseño de cámaras y pilares

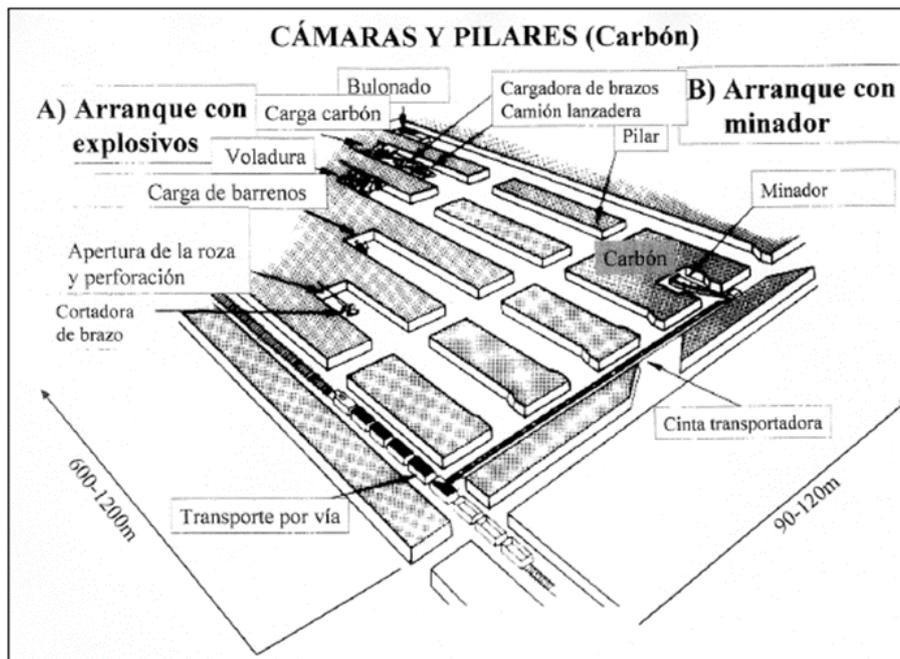


Figura 14. Diseño de cámaras y pilares

✓ Cámaras y pilares para pisos horizontales

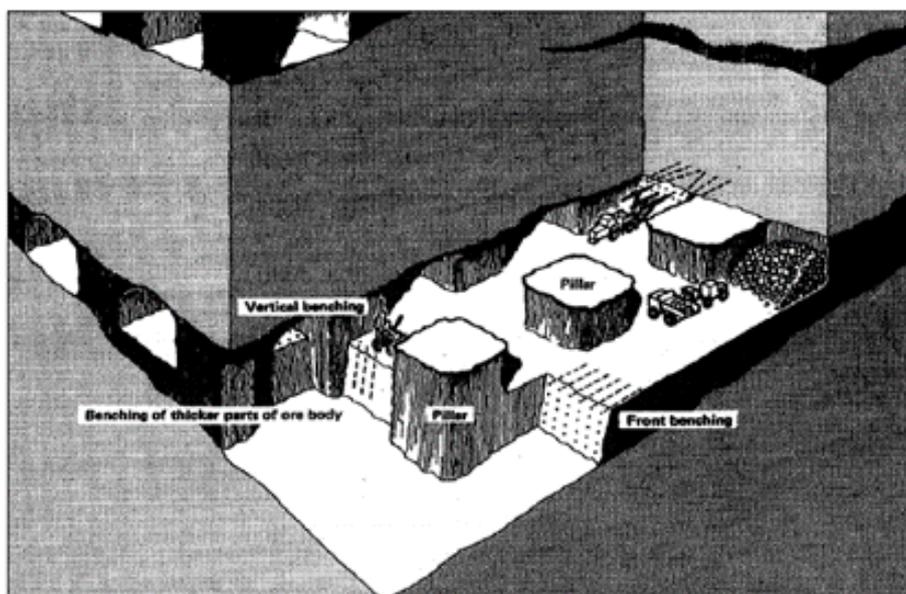


Figura 15. Cámaras y pilares para pisos horizontales

✓ Cámaras y pilares para pisos inclinados

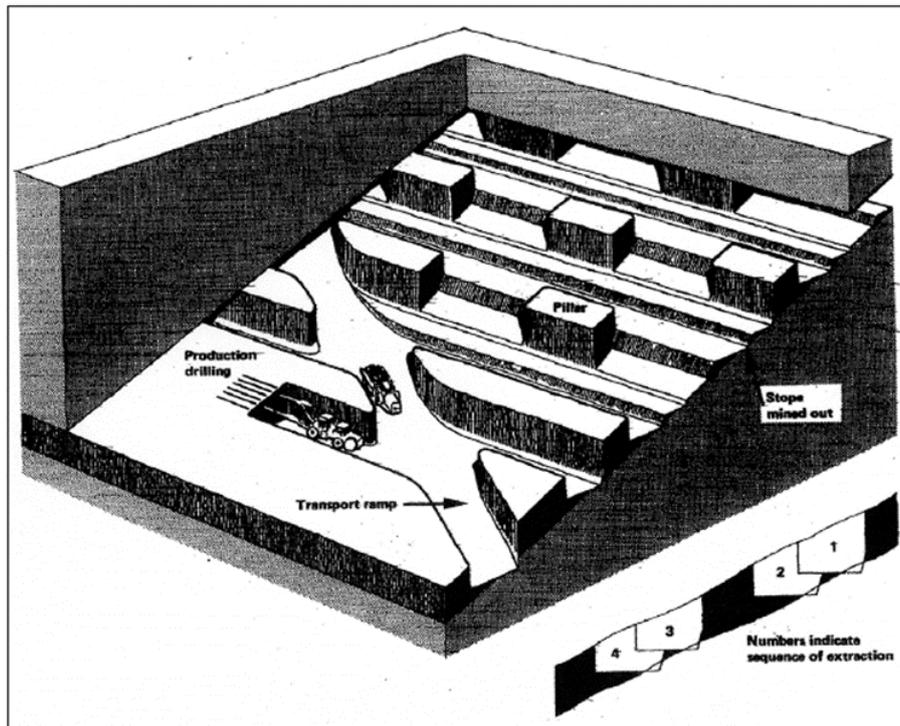


Figura 16. Cámaras y pilares para pisos inclinados

✓ Cámaras y pilares para pisos escalonados

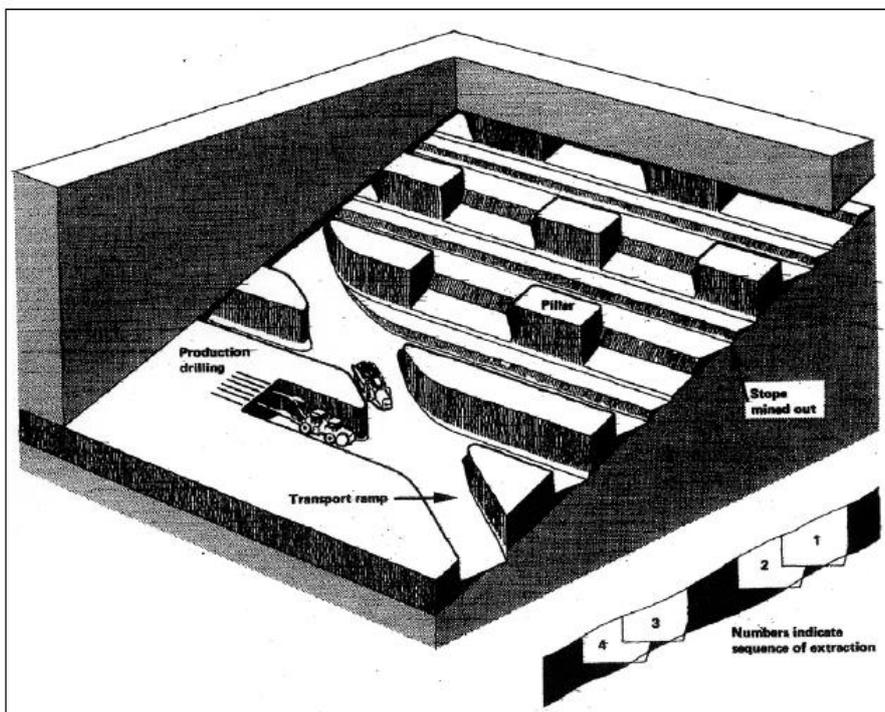


Figura 17. Cámaras y pilares para pisos escalonados

2.2.12. Factor de seguridad

Según, US Bureau of Reclamation Engineering, (1977), el factor de seguridad depende de la cantidad y calidad de la información utilizada para estimar las cargas y la resistencia de la roca. Este factor es la relación resistencia/esfuerzo, el cual deberá ser siempre mayor que la unidad para tener pilares estables, es decir, la resistencia de los pilares deberá ser siempre mayor que el esfuerzo actuante:

- Si la información es gruesa utilizar un factor de seguridad entre 2-3
- Si existen ensayos de laboratorio del macizo rocoso utilizar un factor de seguridad en el rango 1.5-2

Sin embargo, cuando la información es pobre no existe factor de seguridad que garantice el diseño, se calcula con la siguiente fórmula. (2 pág. 29)

$$fs = \frac{\text{Resistencia del pilar}}{\text{esfuerzo actuante del pilar}} = \frac{S_p}{\sigma_p}$$

BA) Cargas sobre pilar

- ✓ Campo de esfuerzos en el macizo rocoso
 - Constitución del macizo rocoso,
 - Densidad
 - La profundidad del pilar minero
 - La tectónica
-
- ✓ Esfuerzos inducidos producidos por las excavaciones mineras

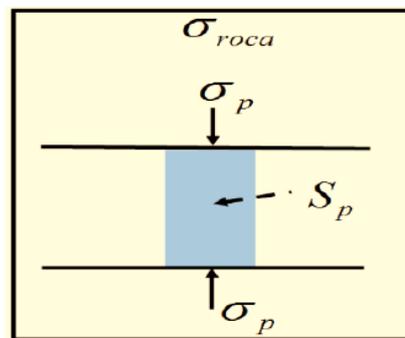


Figura 18. Esfuerzos actuantes sobre el pilar
Tomado de Brady & Brown, (2004)

BB) Área tributaria

Para la estimación del esfuerzo actuante en el pilar corrido se ha utilizado el concepto de la “Teoría del Área Tributaria” (Bunting, 1911), fue el primer autor en introducir la teoría del Área Tributaria para la determinación del esfuerzo promedio de un pilar. La teoría del Área Tributaria asume que un pilar se soportara si “comparte” su carga aplicada. Esta teoría es aplicable a situaciones donde similares formas de los pilares son desarrolladas en grandes áreas regulares (Salazar Eder, Córdova R. David (2013), & Córdova R. 2013). (2 pág. 30)

La fórmula general correspondiente para σ_p es la siguiente:

$$\sigma_p = \sigma_z * \left(\frac{W_p + W_o}{W_p} \right)^2$$

Donde:

W_p = Ancho del pilar

W_o = Ancho de la cámara

σ_p = esfuerzo inducido

σ_z = esfuerzo inducido

Aplicación de la fórmula para diversas formas de pilares:

✓ Pilares cuadrados

$$\sigma_p = \sigma_v * \left(\frac{1 + W_o}{W_p} \right)^2$$

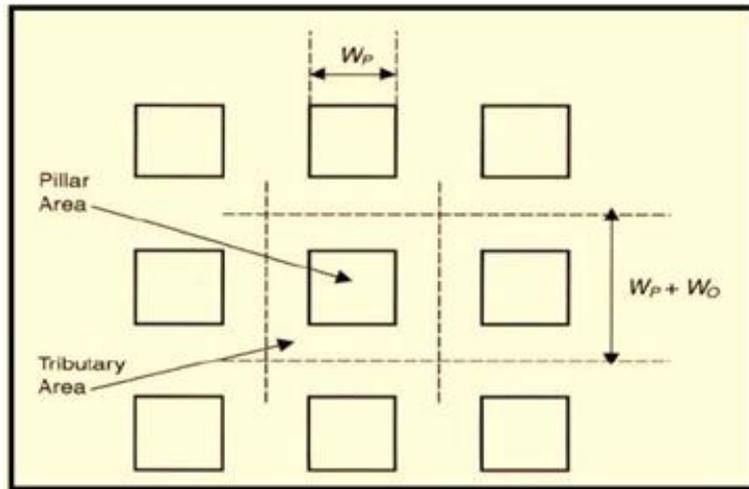


Figura 19. Pilares cuadrados
Tomado de Brady & Brown, (2004)

✓ **Pilares rectangulares**

$$\sigma_p = \sigma_v * \left(\frac{1 + W_o}{W_p} \right) * \left(\frac{1 + l_o}{l_p} \right)$$

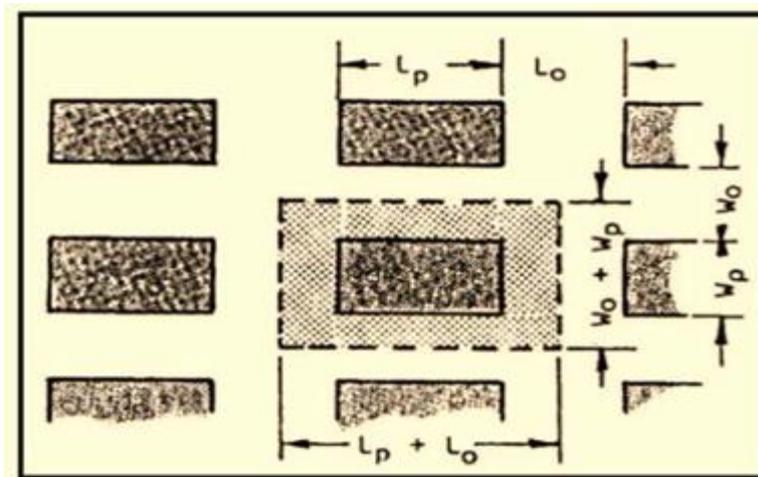


Figura 20. Pilares rectangulares
Tomado de Brady & Brown, (2004)

✓ Pilares irregulares

$$\sigma_p = \sigma_v * \left(\frac{\text{area de la columna de roca}}{\text{area del pilar}} \right)$$

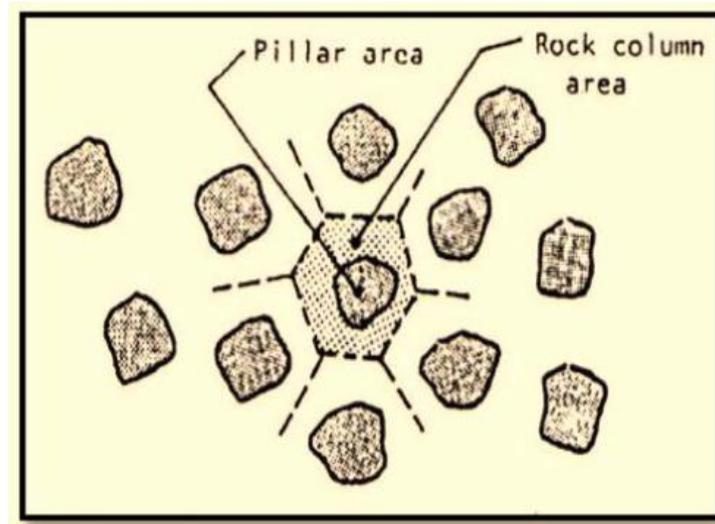


Figura 21. Pilares irregulares
Tomado de Brady & Brown, (2004)

2.2.13. Resistencia del pilar

Según Salazar Eder, Córdova R. David (2013) para la estimación de la resistencia de los pilares (S), se ha utilizado el criterio de Lunder y Pakalnis (1997). En base a una gran data de observaciones de comportamientos de pilares en minas canadienses en roca dura, estos autores propusieron un método de estimar la resistencia de los pilares integrando los resultados de la teoría del área tributaria y de un análisis de elementos de borde, lo cual define una fórmula de confinamiento en el pilar, que concilia las expresiones altamente empíricas de resistencia de los pilares con aquellas derivadas de principios más rigurosos, basados en criterios convencionales de resistencia de la roca y el estado de esfuerzos y confinamiento que se desarrollan en un pilar. (2 pág. 32)

Según el criterio de Lunder y Pakalnis, la resistencia del pilar depende directamente de su tamaño y forma y de la resistencia de la roca intacta. La fórmula establecida es la siguiente:

$$s = k * (RCU)$$

Donde:

S = Resistencia de los pilares (Mpa)

K = (kappa) es un término de fricción del pilar

C1 = Constante derivada empíricamente cuyo valor determinado es 0.68

C1 = Constante derivada empíricamente cuyo valor determinado es 0.52

k = Es el factor del tamaño de la resistencia del macizo rocoso, determinado a un valor de 0.44. El valor de k, también puede ser determinado con la siguiente formula:

$$k = \tan * [(\cos)^{-1} * \left(\frac{(1 - C_{pav})}{(1 - C_{pav})} \right)]$$

Siendo Cpav la presión de confinamiento promedio del pilar que se estima con la siguiente fórmula:

$$C_{pav} = 0.46 \left[\log \left(\frac{W_p}{h} + 0.75 \right) \left(\frac{W_p}{h} \right)^{1.4} \right]$$

Donde:

Wp = Ancho del pilar

h = Altura del pilar

Otros criterios tomados en consideración para la estimación y cálculo de la resistencia de pilares fueron los siguientes:

✓ **Hedley (1972):**

$$S = K * \left(\frac{(Wp)^a}{(h)^b} \right)$$

Donde:

S = Resistencia de los pilares (Mpa)

Wp = Ancho del pilar

h = Altura del pilar

K = Es una constante geométrica, cuyo valor para rocas de dureza media es 133

a y b = Son constantes que dependen de las características geomecanica, cuyos valores son 0.5 y 0.75 respectivamente.

✓ **Salomón & Munro (1967):**

$$S = K * \left(\frac{W}{H}\right)^{\alpha}$$

Donde:

S = Resistencia de los pilares (Mpa)

Wp = Ancho del pilar

H = Altura del pilar

K = Es una constante geométrica, cuyo valor para rocas carbón es 7.18

α y β = Son constantes que dependen de las características geomecanica, cuyos valores son 0.46 y 0.66 respectivamente.

✓ **Ober-Duvall (1967)**

$$S = S_s * \left[\left(a + b * \left(\frac{W}{H} \right) \right) \right]$$

Donde:

S = Resistencia de los pilares (Mpa)

Wp = Ancho del pilar

H = Altura del pilar

Ss = Es la resistencia de un pilar cúbico (ancho - alto = 1)

a y b = Son constantes

En la siguiente tabla, se muestra las constantes de diferentes autores para el diseño de pilares que nos sirve de ayuda para el cálculo de dimensión de pilares óptimos.

Tabla 1. Constantes para el diseño de pilares

Fuentes	a	b	A	β
Buting (1911)	0,70	0,30	-	-
Obert & Duvall (1967)	0,78	0,22	-	-
Bieniawski (1968)	0,64	0,36	-	-
Skelly, Wolgamott & Wang (1977)	0,78	0,22	-	-
Greenwald, Howarth & Hartman (1939)	-	-	0,50	0,83
Holland (1964)	-	-	0,50	1,00
Salomón & Munro (1967)	-	-	0,46	0,66
Hardy & Agapito (1977)	-	-	0,60	0,95

Tomado de Brady & Brown, 2004

2.2.14. Esfuerzos, tensiones y deformaciones en las rocas

Las rocas pueden estar sometidas a diversos esfuerzos y estados de tensiones, en condiciones naturales, un núcleo de roca intacta puede estar sometido a los esfuerzos.

Adicionalmente, también se encuentran sometidas a esfuerzos tangenciales t , ocasionados por la tracción entre las partículas de rocas o en las discontinuidades. Debido a que estos esfuerzos a los que se ven sometidos las rocas le ocasionan ciertas deformaciones que influyen directamente sobre sus propiedades mecánicas, es importante conocer las relaciones entre los esfuerzos y las deformaciones para poder predecir la magnitud de éstas. Uno de los aspectos más importantes que se debe conocer de un material rocoso es su resistencia a los esfuerzos a los que se ve sometido y las leyes que rigen su rotura y deformación. (González de Vallejo & Ferrer, 2002) (2 pág. 34)

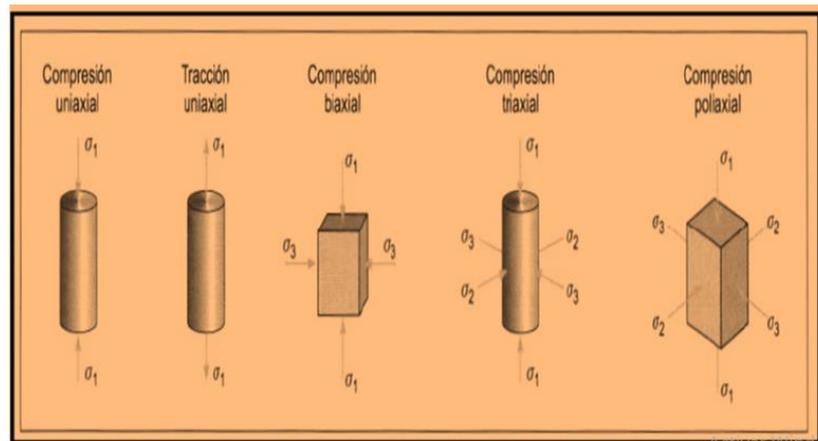


Figura 22. Estados de tensiones aplicados a muestras de laboratorio
Tomado de González de Vallejo & Ferrer, (2002)

Normalmente en labores donde se vean implicados esfuerzos el factor de seguridad puede alcanzar diferentes valores, cuyo rango va desde 1 (valor mínimo) e ir incrementándose según la complejidad de la obra. El riesgo implícito dentro de las labores de explotación en toda mina subterránea es muy elevado y ya que es indispensable garantizar el sostenimiento y la seguridad dentro de las mismas el factor de seguridad se inclina hacia un valor elevado. Debido a las razones antes expuestas para este trabajo se tomará la relación de resistencia y esfuerzo con un valor no menor a 1.5.

2.3. Definición de términos

✓ Alteración

La alteración de la roca o más propiamente dicha, alteración hidrotermal, se produce por la ascensión de fluidos o gases magmáticos a altas temperaturas a través de fracturas o zonas de falla. Estos afectan a los rellenos de las zonas de falla y sus cajas, originando reemplazamientos y rellenos, que modifican las condiciones del macizo rocoso en los cuales se emplazan. Algunos tipos de alteración, como la silicificación y en menor grado la calcificación, mejoran las características de la masa rocosa, incluyendo las zonas de falla.

Otros, como la propilitización, disminuyen levemente las condiciones debido a la presencia de cloritas en las paredes de las fracturas. La sericitización y la argilización (aumento de minerales arcillosos) son las alteraciones más desfavorables para los macizos rocosos donde se emplazan.

✓ **Calidad de macizo rocoso**

Para ejecutar las labores mineras subterráneas y superficiales, cuyos componentes son estructuras complejas, es necesario poseer el máximo conocimiento del macizo rocoso. Es un requisito básico y fundamental que todo trabajador de mina debe conocer su ambiente de trabajo, esto implica el conocimiento de la calidad de la roca y la manera de contrarrestar su potencial riesgo de desprendimiento.

Para tener el conocimiento de la calidad del macizo rocoso hoy en día existen muchas clasificaciones geomecánicas que entre las más conocidas tenemos a:

- Bieniawski
- Barton
- Taylor

✓ **Clases de terrenos**

- Duros: Al trazar y disparar deben formarse arcos o bóvedas de seguridad, en el techo de la labor.
- Fracturados: Requiere moderado sostenimiento.
- Alterados: Necesitan fuerte sostenimiento.

✓ **Caracterización de la masa rocosa**

Para conocer la masa rocosa hay necesidad de observar en el techo y las paredes de las labores mineras, las diferentes propiedades de las discontinuidades, para lo cual se debe primero lavar el techo y las paredes. A partir de estas observaciones se podrán sacar conclusiones sobre las condiciones geomecánicas de la masa rocosa. Debido a la variación de las características de la masa rocosa, el supervisor deberá realizar en forma permanente una evaluación de las condiciones geomecánicas, conforme avanzan las labores, tanto en desarrollo como en explotación, utilizando el presente manual como una herramienta de clasificación de la masa rocosa. En situaciones especiales, el supervisor deberá realizar un mapeo sistemático de las discontinuidades, denominado mapeo geomecánico, utilizando métodos

como el “registro lineal”, para lo cual debe extender una cinta métrica en la pared rocosa e ir registrando todos los datos referidos a las propiedades de las discontinuidades, teniendo cuidados de no incluir en ellos las fracturas producidas por la voladura. Los datos se irán registrando en formatos elaborados para este fin, luego serán procesados y presentados en los planos de las labores mineras.

✓ **Comportamiento mecánico del medio geológico**

Así, se ha establecido que generalmente los estallidos ocurren en rocas que tienen resistencias compresivas en el rango de 100 a 400 MPa. Las rocas con módulos de elasticidad de 40 a 100 GPa son propensas a estallidos.

✓ **Condiciones de la masa rocosa**

De acuerdo a cómo se presenten las características de la masa rocosa, esta tendrá un determinado comportamiento al ser excavada. Si la roca intacta es dura o resistente y las discontinuidades tienen propiedades favorables, la masa rocosa será competente y presentará condiciones favorables cuando sea excavada.

Si la roca intacta es débil o de baja resistencia y las discontinuidades presentan propiedades desfavorables, la masa rocosa será incompetente y presentará condiciones desfavorables cuando sea excavada. Habrá situaciones intermedias entre los extremos antes mencionados donde la roca tendrá condiciones regulares cuando sea excavada.

✓ **Corrimientos**

Son movimientos que afectan a una gran cantidad de masa de terreno. Un tipo particular de corrimiento son los deslizamientos, que se producen cuando una gran masa de terreno o inestable, desliza con respecto a través de una superficie franja de terreno de pequeño espesor. Los deslizamientos se producen cuando una franja se alcanza la tensión tangencial máxima en todos sus puntos.

✓ **Desarrollo**

El término de desarrollo en una mina se refiere a la exploración de mineral contenido en el yacimiento seleccionado. En general en el desarrollo de minas se ejecutan; labores con pendiente negativa que se constituye como rampa o inclinados. Y si es hacia arriba con un ángulo bastante pronunciado se llama chimenea y si es en sentido contrario se llama pique.

✓ **Desprendimientos**

Son los movimientos de inestabilidad producidos por falta de apoyo, se definen a rocas que caen por una ladera, debido a la pérdida de apoyo que los sustentaba, entre los desprendimientos o desplomes, en una excavación subterránea se puede denominar a un bloque de roca que cae del techo de la excavación.

✓ **Discontinuidades**

También se le conoce comúnmente como rajadura, fractura o también juntas, conociendo bien este parámetro en una evaluación geomecánica se puede llegar a determinar la calidad de la masa rocosa.

✓ **Energía interna**

La energía interna es la fuerza concentrada y almacenada en cualquier cuerpo, pudiendo convertirse en energía potencial. Para nuestros fines de estudio diremos que es la fuerza acumulada insitu en el interior del macizo rocoso y que puede actuar violentamente al producirse una excavación subterránea.

✓ **Esfuerzos**

Son las fuerzas que aparecen inevitablemente alrededor de cualquier excavación subterránea y son las responsables de provocar los deslizamientos y desprendimientos de las rocas en una labor minera.

✓ **Esfuerzo original**

Antes de iniciar los trabajos de laboreo de minas, los esfuerzos originales se encuentran en equilibrio relativo, que, ante la perturbación del medio, estos se reacomodan provocando el desprendimiento del macizo. Se suma a esto, el aumento de la presión litostática debido a la profundidad de las excavaciones.

✓ **Estabilidad**

Del verbo estabilizar; en minería, significa dar permanencia firme y constante a las excavaciones subterráneas y a los taludes de labores a cielo abierto. Se logra estabilidad en labores subterráneas, utilizando métodos de sostenimiento con soporte metálico, de madera o con relleno, con pernos, malla y otros elementos que fortifique la labor minera.

✓ **Estallido o reventazón de rocas**

Es el desprendimiento súbito y violento de grandes bloques de roca como consecuencia de las grandes presiones ejercidas en el contorno de una excavación, generalmente ocurre a grandes profundidades.

Los estallidos de rocas en las aberturas subterráneas, son el debilitamiento y desprendimiento violento de los bloques rocosos dentro de la excavación subterránea. Generalmente se puede atribuir a los siguientes factores:

- Presión de la masa rocosa alrededor de la excavación:
Debilidad del material por no soportar la presión del macizo rocoso haciendo que la energía almacenada, se libere violentamente produciendo la rotura.
- Factores que influyen para producirse los estallidos de rocas
Los factores relevantes antes del minado, básicamente comprenden:
 - El medio geológico.
 - Las propiedades de comportamiento mecánico de ese medio geológico.
 - El campo de esfuerzos original.

✓ **Explotación**

La explotación se realiza en un yacimiento donde exista concentración de mineral, elemento o roca con suficiente valor económico como para sustentar el costo de operación, la explotación es un beneficio industrial para la empresa.

✓ **Falla**

Es una fractura que separa dos bloques de roca, pudiendo haber deslizamiento uno respecto del otro, estas fallas pueden estar rellenos con arcilla o elementos biológicos que se vierten desde la superficie de la tierra al hacer el movimiento tectónico de rocas.

✓ **Geomecánica**

Es la ciencia teórica y aplicada que se encarga del estudio del comportamiento mecánico de la roca y de las fuerzas inducidas como resultado de una excavación subterránea, dando una solución más favorable al problema de sostenimiento en las labores mineras.

✓ **Masa rocosa (macizo rocoso)**

La masa rocosa, es el medio insitu que contiene diferentes tipos de discontinuidades como diaclasas, estratos, fallas y otros rasgos estructurales. Dependiendo de cómo se presenten estas discontinuidades o rasgos estructurales dentro de la masa rocosa, ésta tendrá un determinado comportamiento frente a las operaciones de minado.

✓ **Materiales usados en sostenimiento**

- Madera: Palos, tablas, tacos y cuñas de eucalipto seco. Para piques pino Oregón
- Piedras o roca (muro seco o pircas)
- Concreto armado
- Pernos de anclaje

✓ **Medio geológico**

La presencia de plegamientos. En algunas minas metalíferas y mayormente en minas carboníferas, el minado, en sistemas de plegamientos principales, crean zonas muy susceptibles a la ocurrencia de los estallidos de rocas.

✓ **Meteorización**

Denominada también intemperización, está relacionada con la modificación que sufre la superficie de la roca o en sus proximidades, debido a la acción de agentes atmosféricos. El grado de la meteorización dependerá de las condiciones climatológicas, morfológicas y la composición de la masa rocosa. La meteorización se divide en meteorización física, química y biológica.

✓ **Planos de estratificación**

Dividen en capas o estratos a las rocas sedimentarias.

✓ **Preparación**

La preparación de una mina es el definir el tipo de labores de acceso al yacimiento subterráneo ya que estas pueden iniciarse: con una galería, inclinado o rampa, se considera la profundidad del yacimiento, tiempo disponible para la preparación, costo de operación y tipo de equipos para el transporte al exterior.

✓ **Rellenos**

Se agrupan bajo esta denominación todos aquellos depósitos artificiales, realizados por la demanda de ciertas actividades, como construcción de obras civiles (terraplenes, presas de tierra, etc.) o bien como cúmulo de materiales de desecho, sobrantes estériles, etc. (vertedero y escombreras).

✓ **Roca**

La roca es un conjunto de sustancias minerales formados diversos materiales como cristales o granos de uno o más minerales, constituye la parte sólida de la tierra y otros cuerpos planetarios. En la tierra el manto y la corteza están hechos de roca.

✓ **Roca intacta**

La roca intacta, es el bloque ubicado entre las discontinuidades y podría ser representada por una muestra de mano o trozo de testigo que se utiliza para ensayos de laboratorio.

✓ **Sostenimiento**

Empleando los principales métodos de sostenimiento de mina como son. Pernos, Split set, enmallado, y cuadros de madera. Tiene como objeto mantener la estabilidad de la roca en todas las labores, siendo de suma importancia de trabajo ya que garantiza el desarrollo de todo tipo de actividades de la operación y la finalidad principal del sostenimiento que es evitar la caída de rocas, bancos o planchones del techo o laterales de la caja, es decir es el refuerzo que requiere una labor cuando las condiciones de inestabilidad y seguridad lo requieran. Para conseguir un buen sostenimiento es necesario una correcta indagación y evaluación del macizo rocoso a fin de elegir el correcto elemento de soporte.

✓ **Sostenimiento en labores horizontales (galerías, cortadas y cruceros)**

- **Natural:** El techo debe llevarse en forma de arco o bóveda, ubicando bien los taladros superiores (alzas).
- **Cuadros de madera:** Cuando el terreno es blando, en lugar de patilla se coloca un palo de madera en el piso (longarina), en cuyos extremos se paran los postes.

✓ **Sostenimiento en tajeos**

- **En filones:** se deja puentes, en los echaderos y/o caminos, sin interrumpir los accesos a los mismos.
- **En minería artesanal:** los pilares deben dejarse en los mismos tajeos.
- **En mantos y cuerpos:** a intervalos apropiados dejar pilares para impedir que caigan planchones de la caja techo, denominándose cámaras y pilares (Room and Pillar), el método de explotación.
- **Puntales de madera:** se deben colocar siempre en forma perpendicular a las cajas.
- **Puntal de línea:** se colocan para reforzar echaderos de mineral o construir buzones.
- **Puntal de seguridad:** sirven para sostener cajas inestables. En la caja techo llevan una plantilla de madera para dar una mayor consistencia.
- **Muros secos o pircas:** intercalando con puntales de línea se construyen muros con piedra o roca caja para sostener rellenos.

CAPITULO III

METODOLOGIA

3.1. Métodos y alcances de la investigación

3.1.1. Método general

El método general de la investigación es el científico, ya que su finalidad es interpretar hechos para buscar el camino y encontrar la solución al problema planteado.

3.1.2. Tipo de investigación

El tipo de investigación es aplicada, debido a que se aplica los conocimientos de la investigación básica para solucionar el problema del diseño y construcción de pilares.

3.1.3. Nivel de investigación

El nivel de investigación es explicativo, el propósito consiste en explicar los procedimientos para el diseño y construcción de pilares.

3.2. Diseño de investigación

El trabajo de investigación es cuasi experimental y de corte longitudinal, debido que la variable independiente será manipulada para encontrar el efecto en la variable dependiente del problema.

3.3. Población y muestra

3.3.1. Población

La población para esta investigación está conformada por el tajeo 1050 Nv. 1170 cuerpo Oriente, Sociedad Minera Corona S.A

3.3.2. Muestra

La muestra censal está conformada el tajeo 1050 Nv. 1170 cuerpo Oriente, Sociedad Minera Corona S.A.

3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4.1. Técnicas de recolección de datos

- Observación
- Entrevista
- Encuesta

3.4.2. Instrumentos de recolección de datos

- Ficha de observación de campo
- Ficha de entrevista personalizada
- Ficha de encuesta

CAPITULO IV

DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.1. Resultados de la investigación

4.1.1. Generalidades

A) Introducción

La evaluación geomecánica realizada nos permite conocer el comportamiento mecánico de la roca con relación al minado, clasificación y zonificación geomecánica en torno al trazo de la zona a explotarse, además de poder evaluar las condiciones de estabilidad asociadas a la secuencia de explotación.

B) Ubicación del área de estudio

El tajo de explotación 1050 del cuerpo Oriental se ubica a 750 metros de profundidad en mina Central, nivel 1170, piso 2.

4.1.2. Caracterización de la masa rocosa

A) Aspectos litológicos

De la información obtenida de registros geológicos, mapeos geotécnicos y observaciones de campo, el cuerpo mineralizado Oriental tiene una orientación NE-SW, siendo la roca encajonante caliza.

B) Condición actual del TJ 1050 Niv. 1170

La explotación del tajeo se viene realizando tanto por el extremo sur XC-7212NE y extremo este SN-9750NW. Las condiciones de estabilidad son favorables, esto básicamente por la calidad de roca que adopta los extremos

señalados. El área del tajeo se ha dividido en once franjas trasversales e identificadas con las nomenclaturas; los cuales se detallan a continuación (A-1, A-2, A-3, ... A-11). El cual permita una explotación ordenada garantizando con ello las condiciones de estabilidad y los criterios de seguridad. Detalles se aprecia en la Imagen 01

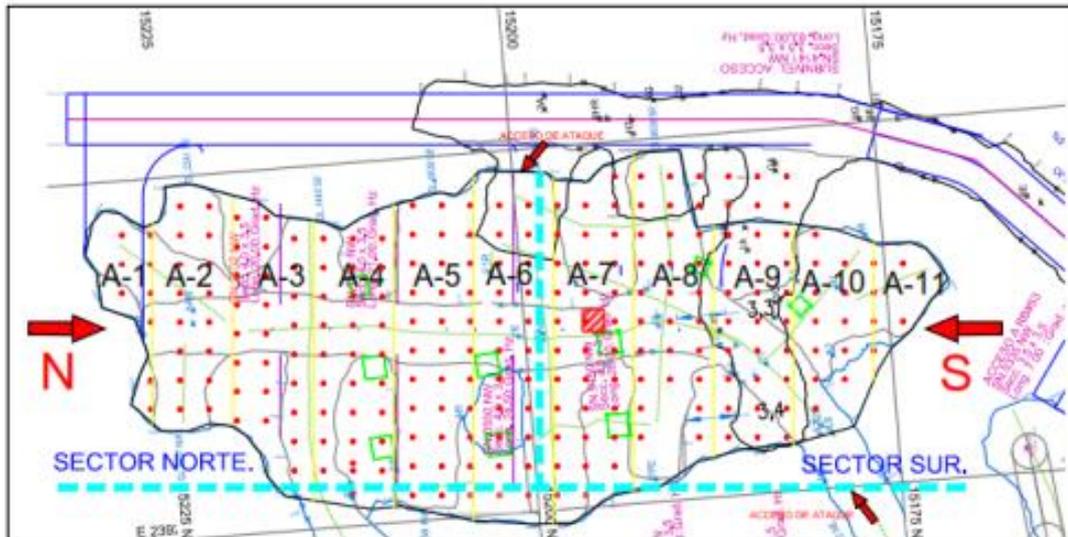


Figura 23. Condición actual del TJ 1050 Niv. 1170

Plan de minado actual

Dado las condiciones actuales respecto al TJ-1050. La continuidad de la explotación se realiza bajo las condiciones de un plan establecido multidisciplinariamente, como se indica en la siguiente imagen.

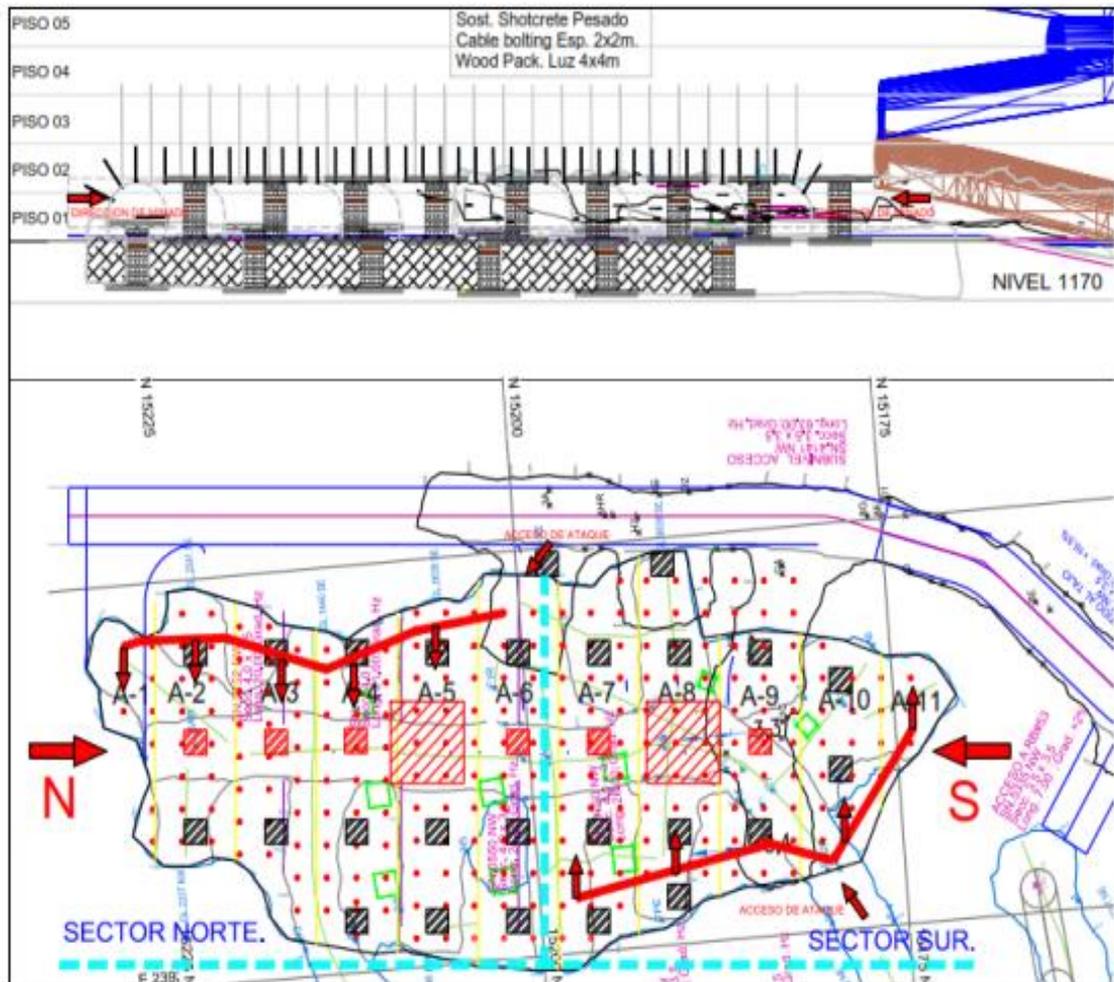


Figura 24 Secuencia a seguir



Figura 25. Fotografía que corresponde al SN-9750NW (VE-3) del BP-4141NW

Ingresando por el contorno de la caja techo para posicionarnos en el extremo sur y minar en retirada. Las condiciones de estabilidad son favorables.



Figura 26. Fotografía que corresponde al XC-7212NE extremo sur

Ingreso para minar tanto el área A-11 y A-10. Las condiciones de estabilidad son favorables.

C) Zonificación geomecánica

La zonificación de la masa rocosa en dos dimensiones permite dividir la zona de estudio en área de características estructurales y mecánicas similares, el análisis de los resultados y los criterios de diseño empleados serán válidos solo dentro de macizos rocosos que presenten propiedades físicas y mecánicas similares.

Asimismo, el presente informe emplea un registro de datos obtenidos de trabajos de mapeos de campo empleando el sistema de clasificación geomecánico RMR de Bieniawski (versión 1989). En base a los datos obtenidos ha sido posible identificar 05 dominios geomecánicos marcadamente diferenciados.

Tabla 2. Zonificación geomecánica

Unidad geológica	Calidad de roca	RMR	Índice Q	
Caliza techo	III-B	Regular	50	1.95
Mineral polimetálico	III-B	Regular	45	1.12
Caliza piso	III-A	Regular	55	3.39
Intrusivo	IV-A	Mala	40	0.64

Tabla 3. Unidades geotécnicas

Ítem	Unidad geológica	Unidad geotécnica
01	Caliza techo	UG-01
02	Mineral polimetálico	UG-02
03	Caliza piso	UG-03
04	Intrusivo	UG-04

D) Datos geomecánicos del TJ 1050 – Niv. 1170:

Datos de ingreso
GSI = 50
$\sigma_{ci} = 50$ MPa
mí = 18 veta

Datos de salida
mb/mí = 0.17
mb = 3.02
s = 0.00387
a = 05
E = 10000 MPa
$\phi = 43$
c = 12 Mpa
$\sigma_{cm} = 5.70$ MPa

Tabla 4. Parámetros de Hoek y Brown y Mohr Coulomb

σ_3	σ_1	$d\sigma_1 * d\sigma_3$	σ_n	τ	$\sigma_n \tau$	$(\sigma_n)^2$
0.05	4.18	19.28	0.25	0.89	0.23	0.06
0.10	5.04	16.27	0.38	1.15	0.44	0.15
0.20	6.45	13.06	0.64	1.61	1.03	0.41
0.39	8.67	10.11	1.14	2.37	2.69	1.29
0.78	12.08	7.68	2.08	3.61	7.51	4.34
1.86	17.23	5.82	3.86	5.54	21.40	14.91
3.13	25.06	4.44	7.16	8.50	60.83	51.24
6.25	37.12	3.44	13.20	12.89	170.09	174.12
$\Sigma =$			28.71	36.56	264.22	246.51

4.2. Cálculo del esfuerzo *insitu* de la roca suprayacente

A) Altura de la zona descomprimida del tajo 1050 Niv. 1170:

- ✓ Arco y altura de la zona descomprimida TJ 1050

Si se forma el arco de presiones, la altura de la zona descomprimida será $W/2$ y la carga sobre el pilar será: $\rho \times H/2$.

- ✓ Máximo ancho del tajo para que se forme el arco de presiones:

$$W = 18 + 0.15Z = 131 \text{ m Cond. 1}$$

$$\text{Ancho real del tajo } W_T = 26 \text{ m}$$

- ✓ Altura de la zona descomprimida (bajo el arco de presiones) $W/2 = 62.25$

$$\rho \text{ (Densidad de la roca)} = 0.027 \text{ MN/m}^3$$

$$z \text{ (Profundidad del pilar a superficie)} = 750 \text{ m}$$

$$W \text{ (Ancho del tajo)} = 26 \text{ m}$$

$$H \text{ (Altura del arco)} = 65.25 \text{ m (se forma el arco)}$$

$$W_0 \text{ (Ancho de la Cámara)} = 4 \text{ m}$$

$$WP \text{ (Ancho del pilar)} = 1.5 \text{ m}$$

$$h \text{ (Altura del pilar)} = 4 \text{ m}$$

$$WP/h \text{ (Ancho/ altura)} = 0.38$$

Según las condiciones de dimensión del tajo 1050 (26m x 50m) y a una profundidad litostática de 750 m, con densidad de la roca superpuesta = 0.027 MN/m³, se forma una zona de roca descomprimida que necesita ser soportada por los pilares de Wood packs y/o sostenimiento como se puede ver en la imagen siguiente.

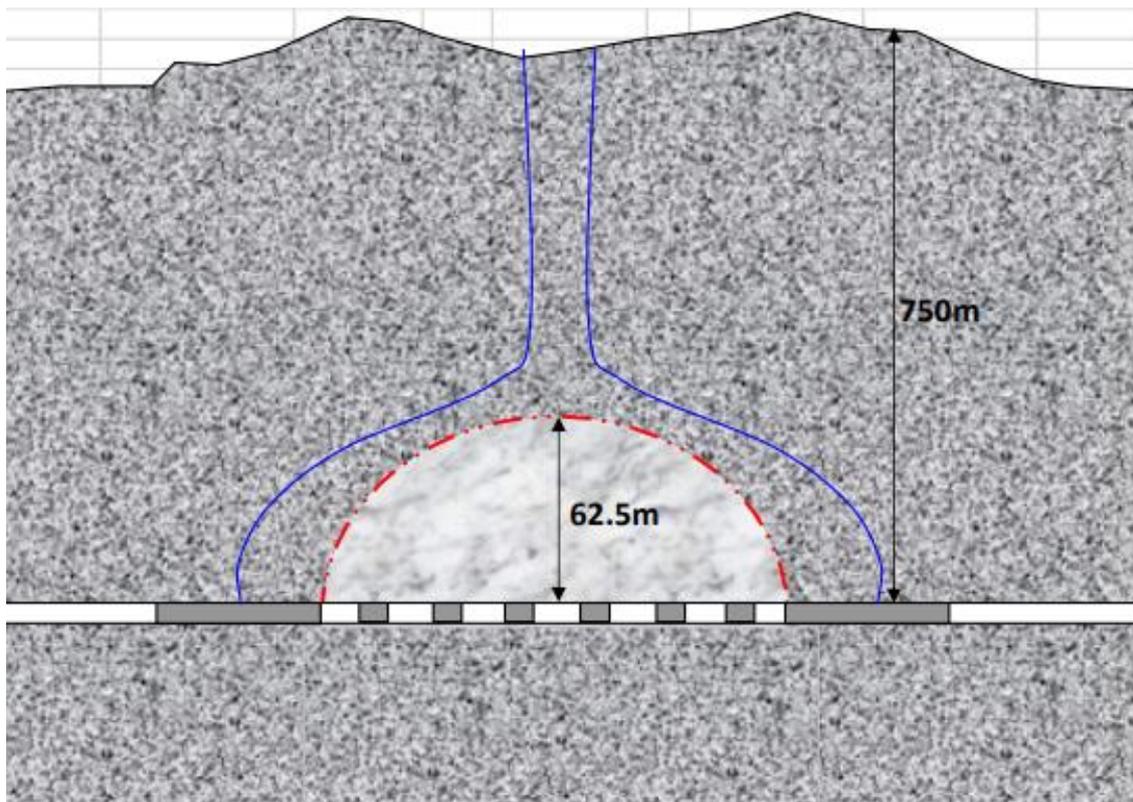


Figura 27. Altura de la zona descomprimida

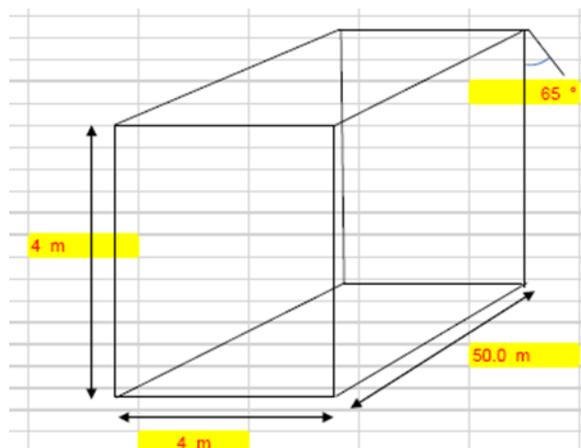
B) Dimensionamiento de las aberturas máximas del tajo 1050 Niv 1170:

Para determinar la probabilidad de colapso de los caserones abiertos (cámaras y pilares), se hará uso de la metodología validada a nivel mundial del número de estabilidad de MATHEWS ($N = Q' \times A \times B \times C$), gráfico de estabilidad de POTVIN 1998 (N & RH), y predicción haciendo uso de la probabilidad de falla de MAWDESLEY 2000 (z).

✓ **Para sistema de Wood Pack de 1.5m x 1.5m:**

Aberturas de $h = 4m \times A = 4m \times L = 50m$:

Determinación de estabilidad del Tajo 1050 Niv 1170 - Yauricocha



Profundidad = 750 m

Peso específico = $2.6 \text{ KN/m}^3 = 0.26 \text{ t/m}^3$

Esfuerzo vertical $s_v = 19.11 \text{ MPa}$

$k = k_{\text{min}} = k_{\text{max}} = 1.5$

Esfuerzo horizontal = 28.67 MPa

UCS = 50 MPa

✓ **Calcular radio hidráulico de todas las excavaciones expuestas**

	Altura	Largo	Área	Perímetro	Radio Hidráulico
Superficie	m	m	m^2	m	m
Norte	4	4	16	16	1.0
Sur	4	4	16	16	1.0
Yacente	4	50	200	108	1.9
Colgante	4	50	200	108	1.9
Techo	4	50	200	108	1.9

✓ **Determinar Q' , Usar valores de caracterización Gallo Inferior**

	RMR	Q	Jn	Jr	Ja	SRF	Jw	RQD	Q'
Cuadro 09; Techo Mineral	40-50	1.118	9	3	3	5	1	50.3	5.59
Cuadro 10; Pared Caliza Alt	40-50	1.118	9	3	4	5	1	37.7	3.17

4.3. Parámetro de resistencia de la masa para la elección de pilares naturales o artificiales

A) Cálculo del esfuerzo insitu de la roca suprayacente

a) Factor a esfuerzos inducidos

➤ Esfuerzos inducidos en el techo de la excavación

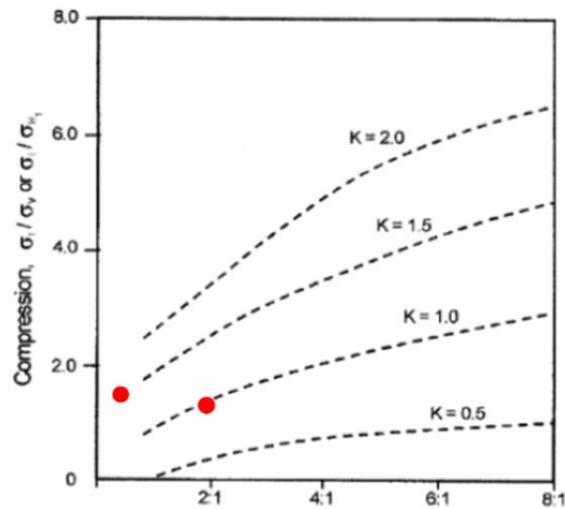
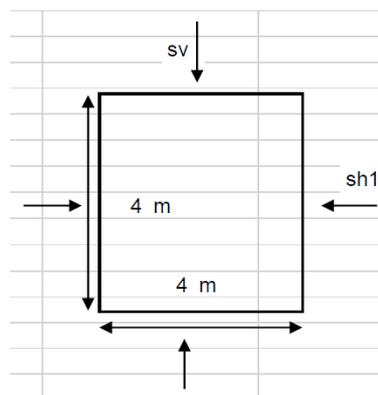


Fig. 3 Curves for estimation of induced stresses in backs and end-walls. After Stewart and Forsyth⁸



$$H = 4 \text{ m}$$

$$A = 4 \text{ m}$$

$$H/A = 1.0$$

$$s_v = 19.11 \text{ MPa}$$

$$sh1 = 28.67 \text{ MPa}$$

$$sh1/sv = 1.50$$

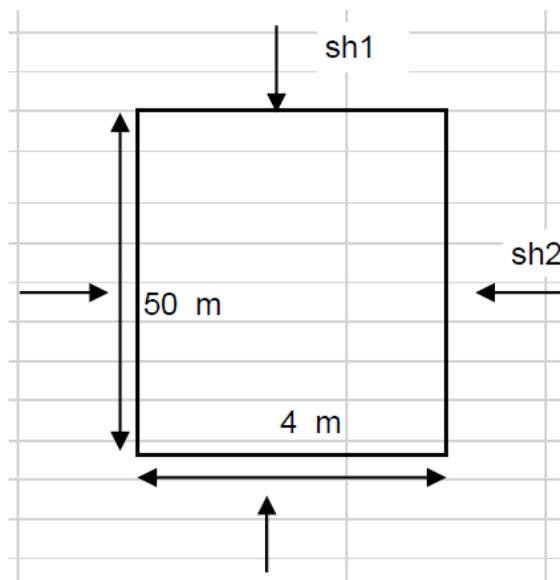
$$si/sv = 1.2$$

$$si = 22.932 \text{ Mpa}$$

$$UCS/si = 2.2$$

$$A = 0.12$$

➤ **Esfuerzos inducidos en backs (pared Norte y Sur)**



$$H = 50 \text{ m}$$

$$A = 4 \text{ m}$$

$$H/A = 12.5$$

$$sh1 = 28.67 \text{ MPa}$$

$$sh2 = 28.67 \text{ MPa}$$

$$sh1/sh2 = 1.1$$

$$si = 31.53 \text{ Mpa}$$

$$UCS/si = 1.6$$

$$A = 0.10$$

➤ Esfuerzos inducidos en pared colgante y yacente

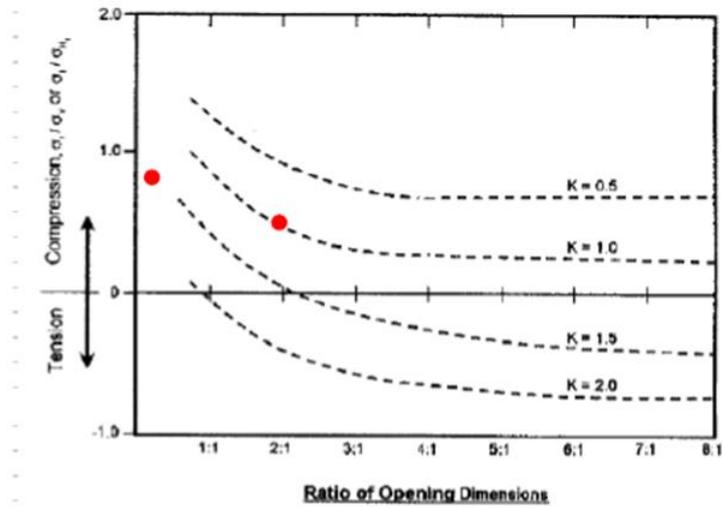
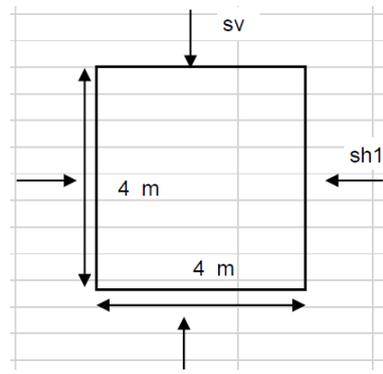


Fig. 4 Curves for estimation of induced stresses in hanging-walls. After Stewart and Forsyth⁸

• A lo largo de la vertical



$H = 4 \text{ m}$

$A = 4 \text{ m}$

$H/A = 1.0$

$sv = 19.11 \text{ MPa}$

$sh1 = 28.67 \text{ MPa}$

$sh1/sv = 1.50$

$si/sv = 0.8$

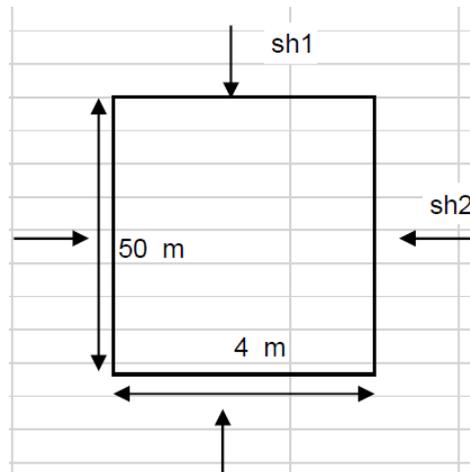
$si = 15.29 \text{ Mpa}$

$UCS/si = 3.3$

$$A = 0.24$$

Zona de tensión

- A lo largo del plano horizontal



$$H = 50 \text{ m}$$

$$A = 4 \text{ m}$$

$$H/A = 12.5$$

$$sh1 = 28.7 \text{ MPa}$$

$$sh2 = 28.665 \text{ MPa}$$

$$sh1/sh2 = 1$$

$$sh1/si = 0.6$$

$$si = 17.199 \text{ Mpa}$$

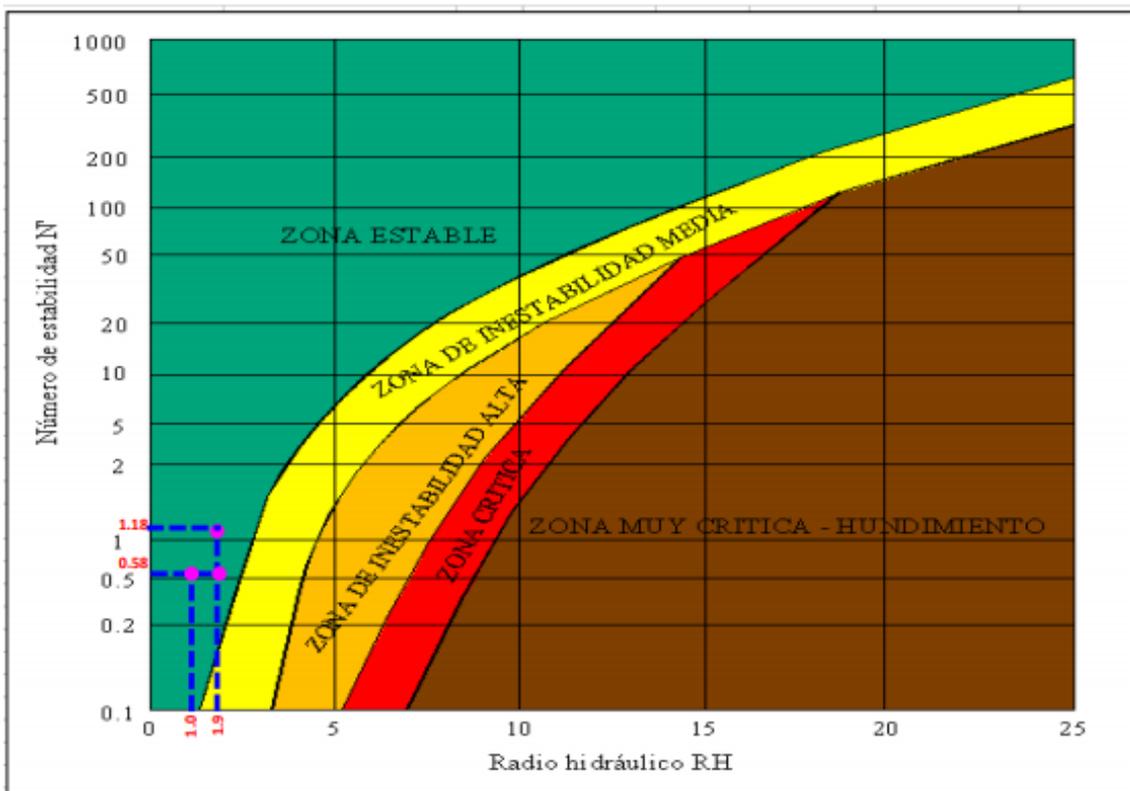
$$UCS/si = 2.9$$

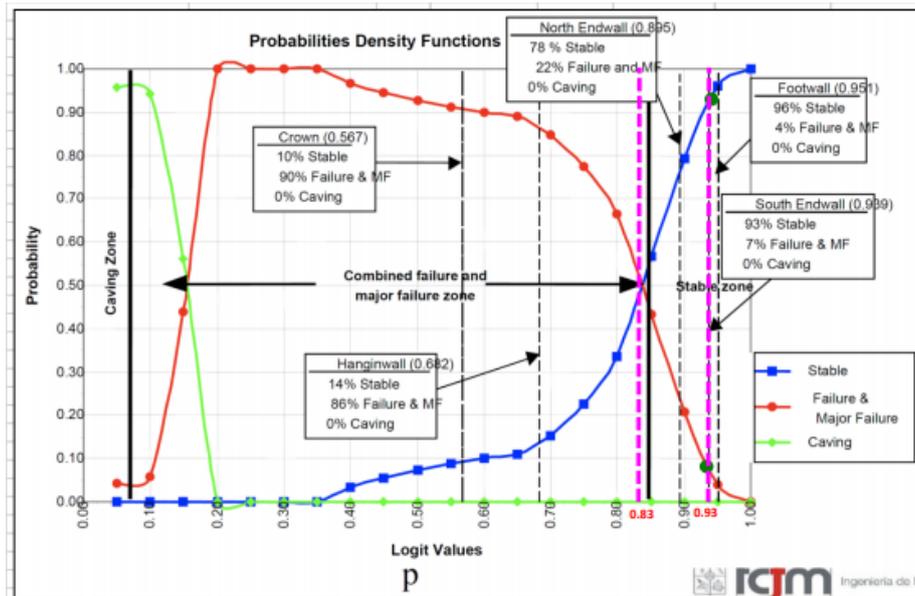
$$A = 0.20$$

Zona de compresión

Número de estabilidad

Superficie	RH m	Q'	A	B	C	N° Estabilidad N	z	Logit value P	% de Estabilidad y/o Falla	ELOS Caving
Norte	1.0	3.1	0.1	0.3	6.2	0.58	2.5	0.93	85% de estable y 15% inestable	15% Dil
Sur	1.0	3.1	0.1	0.3	6.2	0.58	2.5	0.93	85% de estable y 15% inestable	15% Dil
Yacente	1.9	3.1	0.2	0.3	6.2	1.18	2.2	0.90	96% de estable y 4% inestable	4% Dil
Colgante	1.9	3.1	0.2	0.3	6.2	1.18	2.2	0.90	96% de estable y 4% inestable	4% Dil
Techo	1.9	5.6	0.1	0.8	1.0	0.54	1.6	0.83	84% de estable y 16% inestable	16% Dil





➤ **Factor de Seguridad de los pilares con Wood Pack 1.5m x 1.5m:**

• **Ensayo laboratorio (roca intacta)**

UCS = 50 Mpa

Ws = 100 mm

Hs = 50 mm

Volumen 196350 mm³

Volumen probeta 0.00020 m³

Ws/Hs = 2

Pilar artificial

UCS Wood Packs – JackPack

Ws = 80 MPA

Hs = 820 Kc/cm²

2. **Parámetros del macizo rocoso**

GSI = 50

mi = 14

D = 0.5

mb = 1.29

s = 0.001

a = 0.50

UCS (macizo) H&B = 1.8 MPa

St (macizo) H&B = - 0.05 MPa

Modulo macizo = 5 GPa

Cálculo de la luz máxima

Resistencia tracción = 0.05 Mpa

Módulo de Young (techo) = 5 GPa

Densidad = 2.7 ton/m³

Peso específico = 26.46 KN/m³

Peso específico = 0.02646 Mpa/m

L (flexión) = 1.9 m

Deformación máxima = 2.15245E-06 m

- **Profundidad (Esfuerzos insitu)**

Profundidad = 65.25 m, altura descomprimida

Gamma = 0.02646 MPa/m

Esfuerzo vertical = 1.7 Mpa

- **Esfuerzos inducidos**

Configuraciones pilares cuadrados

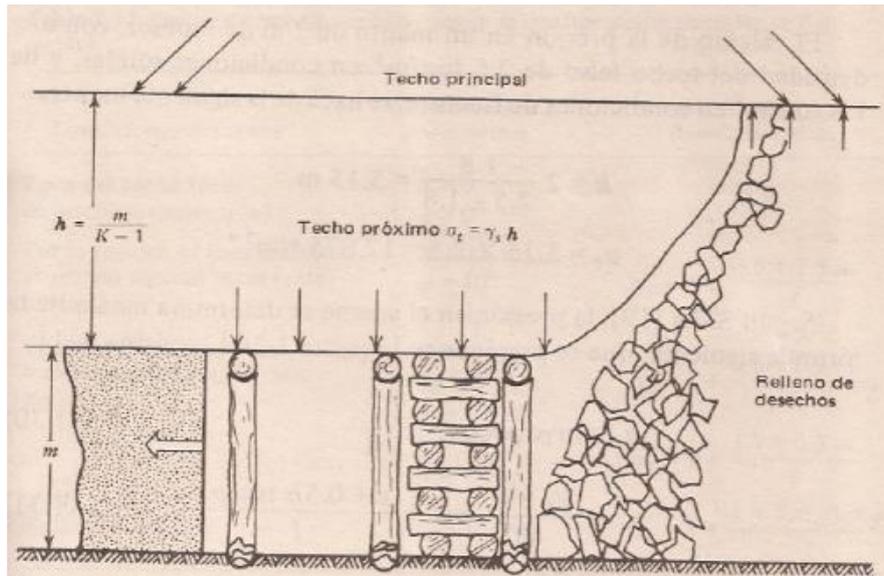
Wp m	Hp m	Wo m	Sp/sz adim	Esfuerzo inducido MPa
1.5	4	4	13.44	23.2
2.5	4	4	6.76	11.7
3.5	4	4	4.59	7.9
4.5	4	4	3.57	6.2
5.5	4	4	2.98	5.2
6.5	4	4	2.61	4.5
7.5	4	4	2.35	4.1

Lunder y Pakalnis (Roca dura)

Wp m	Hp m	W/H adim	Cpav adim	k adim	Sp MPa	Sp/UCS adim	FS adim
1.5	4	0.38	0.0000	0.005	24	0.48	1.04
2.5	4	0.63	0.0055	0.149	17	0.33	11.71.43
3.5	4	0.88	0.0381	0.406	20	0.39	2.47
4.5	4	1.13	0.0914	0.666	23	0.45	3.66
5.5	4	1.38	0.1476	0.901	25	0.51	4.91
6.5	4	1.63	0.1979	1.109	28	0.55	6.14
7.5	4	1.88	0.2403	1.291	30	0.59	7.32
8.5	4	2.13	0.2752	1.448	32	0.63	8.44
9.5	4	2.38	0.3038	1.584	33	0.66	9.49
10.5	4	2.63	0.3273	1.701	34	0.69	10.45
11.5	4	2.88	0.3466	1.802	36	0.71	11.34
12.5	4	3.13	0.3627	1.890	37	0.73	12.16
13.5	4	3.38	0.3761	1.966	37	0.75	12.91
14.5	4	3.63	0.3874	2.032	38	0.76	13.59
15.5	4	3.88	0.3970	2.090	39	0.78	14.22
16.5	4	4.13	0.4052	2.140	39	0.79	14.80
17.5	4	4.38	0.4122	2.184	40	0.80	15.33
18.5	4	4.63	0.4183	2.223	40	0.81	15.82
19.5	4	4.88	0.4235	2.258	41	0.82	16.27
20.5	4	5.13	0.4282	2.288	41	0.82	16.68

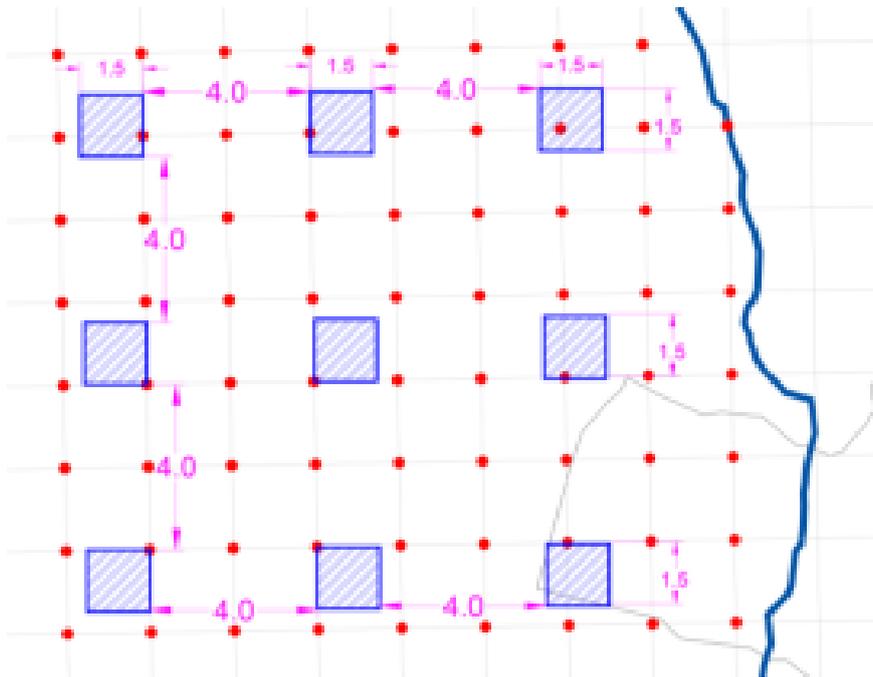
Material Specification

Yield Strength MPa		Tensile Strength MPa		Elongation %	n90 value Min
Min	Max	Min	Max		
120	210	270	350	38	0.18



El factor de seguridad del Wood Pack de 1.5m x 1.5m y distanciados cada 4 m se manifiesta en estado de equilibrio (F.S = 1.04). Adicionando el sostenimiento de shotcrete + pernos + malla + cables de 9 m, la labor será estable.

➤ **Diseño y distribución de los Wood packs de acuerdo a los cálculos:**

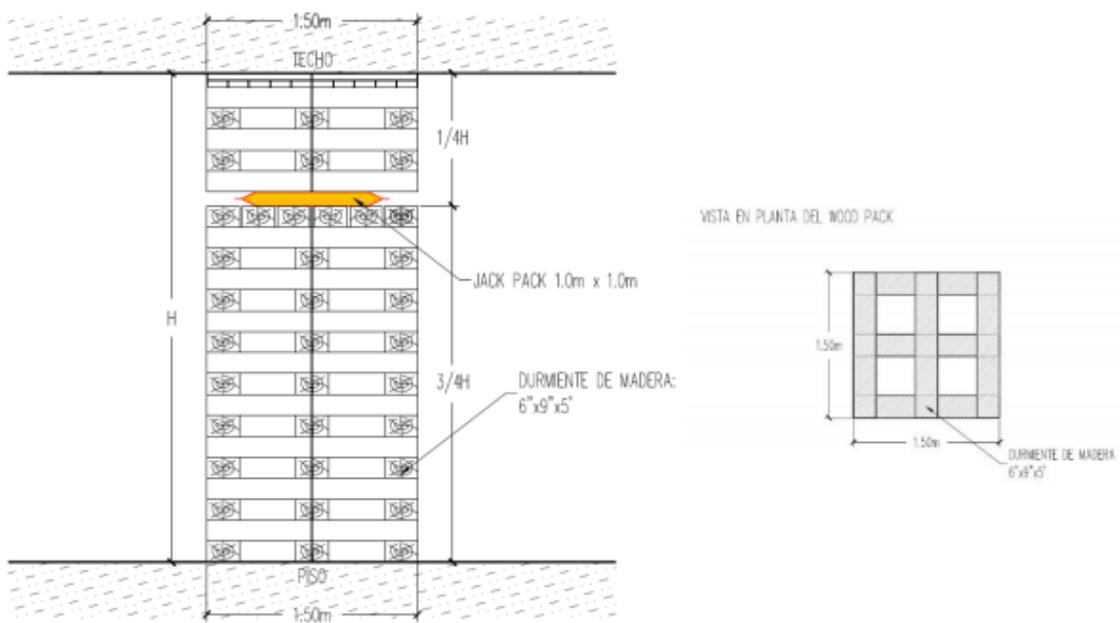


Shocrete + perno 7'+ malla + cable de 10 m Wood Pack con Jackpack
1.5m x 1.5m Relleno con detrito áreas explotadas para disminuir el SPAN.





Instalación correcta de los Wood packs:



➤ Para cámaras y pilares: Aberturas de $h = 4\text{m} \times A = 26\text{m} \times L = 6\text{m}$:

Determinación de estabilidad del Tajo 1050 Niv 1170 - YAURICOCHA.

Profundidad	750 m
Peso específico	2.4 KN/m ³
Esfuerzo vertical σ_v	18.11 Mpa
Minerías	1.3
Esfuerzo Horizontal	26.67 Mpa
UCS	50 Mpa

1) Calcular Radio Hidráulico de todas las excavaciones expuestas

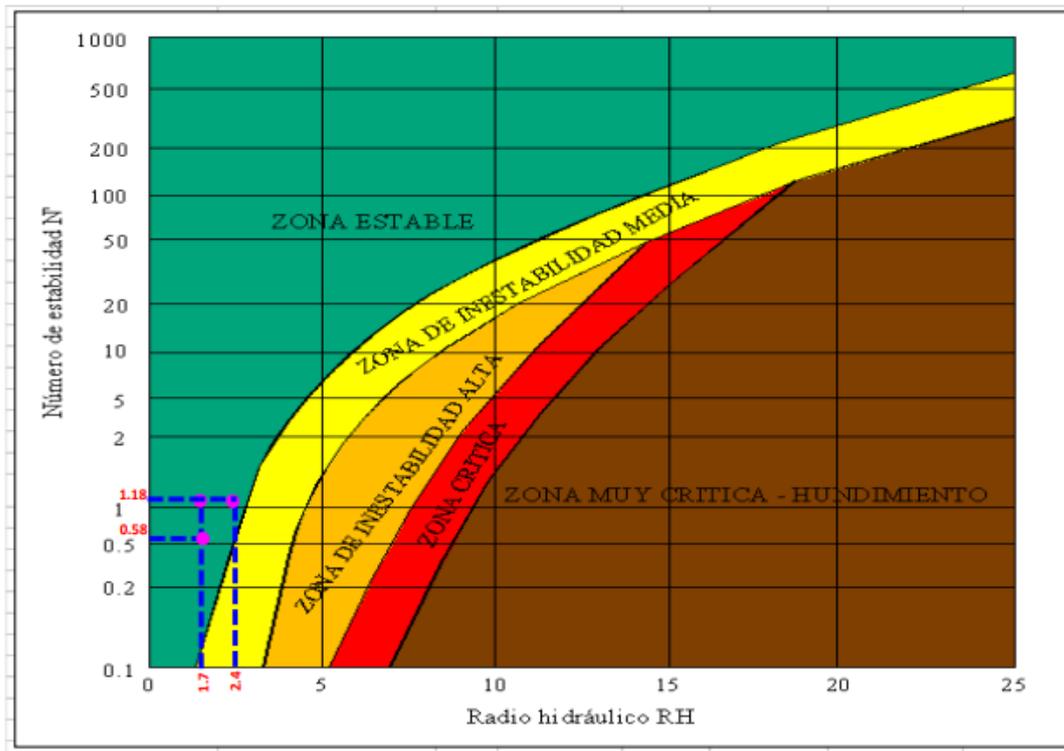
Superficie	Altura m	Largo m	Area m ²	Perimetro m	Radio Hidráulico m
Norte	4	26	104	60	1.7
Sur	4	26	104	60	1.7
Yacente	4	6	24	20	1.2
Colgante	4	6	24	20	1.2
Techo	26	6	156	64	2.4

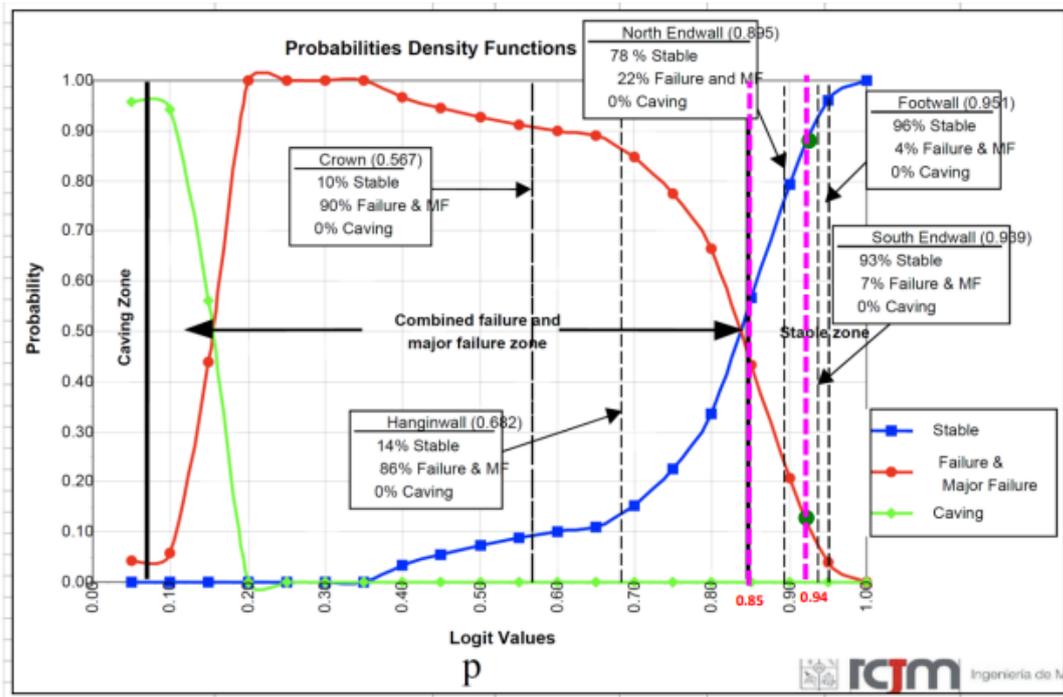
2) Determinar Q, Usar valores de caracterización Gallo inferior

Cuadro	RMR	Q	J _n	J _r	J _a	SRF	J _w	ROD	Q'
Cuadro 09: Tajo Mineral	40-50	1.118	9	3	3	5	1	20.9	5.32
Cuadro 10: Panel Caliza Alt	40-50	1.118	9	3	4	5	1	37.7	3.14

NUMERO DE ESTABILIDAD

Superficie	RH m	Q'	A	B	C	N°Estabilidad N	z	Logit value p	% de Estabilidad y/o Falla	ELOS Caving
Norte	1.7	3.1	0.1	0.3	6.2	0.58	1.7	0.85	85% de estable y 15% inestable	15% DE
Sur	1.7	3.1	0.1	0.3	6.2	0.58	1.7	0.85	85% de estable y 15% inestable	15% DE
Yacente	1.2	3.1	0.2	0.3	6.2	1.18	2.8	0.94	94% de estable y 6% inestable	6% DE
Colgante	1.2	3.1	0.2	0.3	6.2	1.18	2.8	0.94	94% de estable y 6% inestable	6% DE
Techo	2.4	5.6	0.1	0.8	2.3	1.22	1.8	0.86	86% de estable y 14% inestable	14% DE





➤ Factor de Seguridad de los pilares de 5m x 5m, para h = 4m y Calles de 6m:

1. Ensayo laboratorio (roca intacta)		
UCS	50	Mpa
Ws	100	mm
Hs	50	mm
Volumen	196350	mm ³
Volumen probeta	0.00020	m ³
Ws/Hs	2	
2. Parámetros del macizo rocoso		
GSI	50	
mi	18	
D	0.5	
mb	1.66	
s	0.001	
a	0.50	
UCS (macizo) H&B	1.8	MPa
St(macizo) H&B	-0.04	MPa
Modulo macizo	5	Gpa
3. Calculo Luz Máxima		
Resistencia tracción	0.04	Mpa
Modulo de Young (techo)	5	Gpa
densidad	2.7	ton/m ³
peso especifico	26.46	KN/m ³
Peso especifico	0.02646	Mpa/m
L (flexion)	1.7	m
deformación maxima	1.3021E-06	m

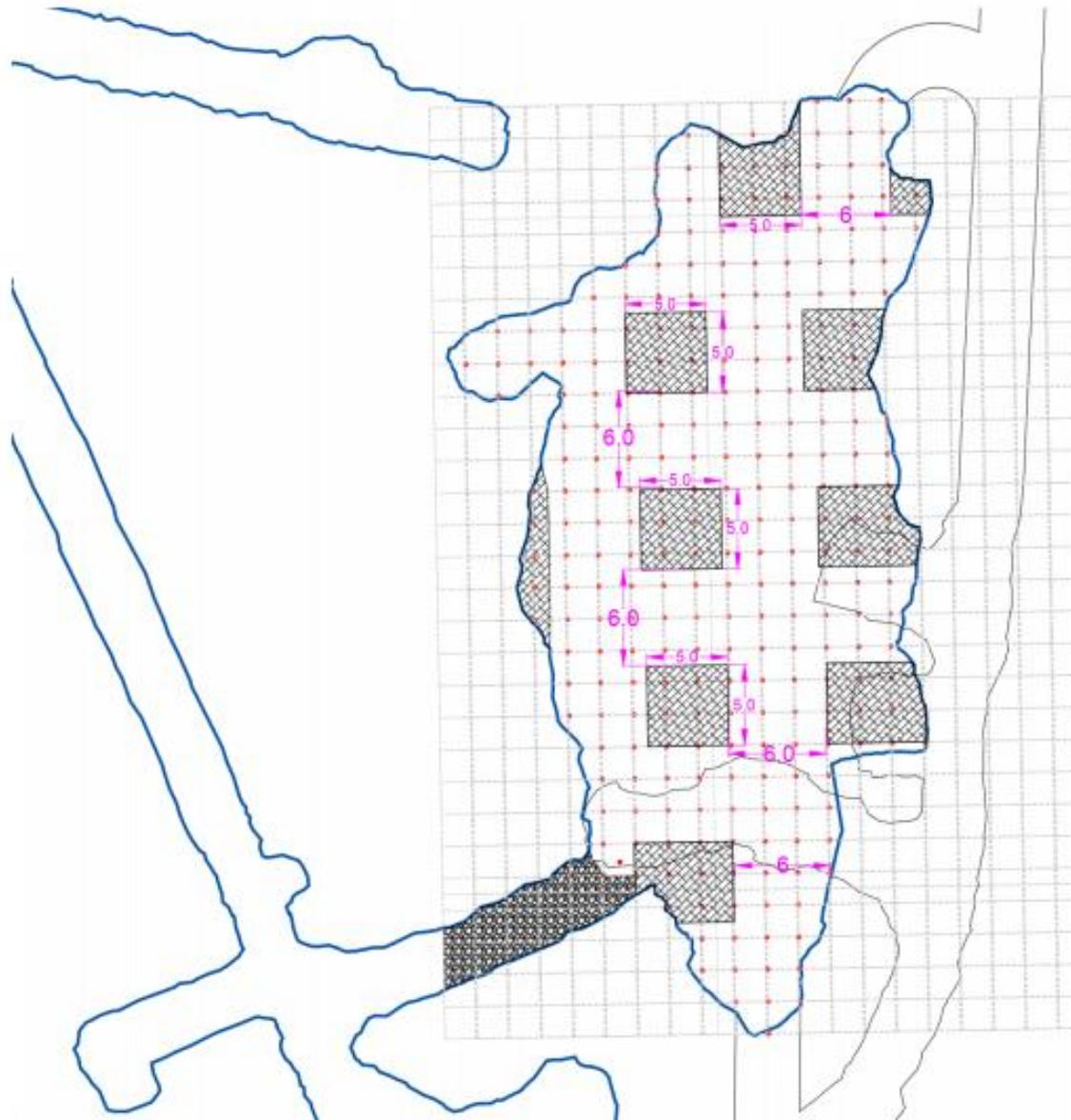
Esfuerzos inducidos					
4. Profundidad (Esfuerzos In Situ)					
Profundidad	750 m, Altura Litostática				
Altura del Arco	131 m, Altura descomprimida				
gamma	0.02648 Mpa/m				
Esfuerzo vertical	3.5 Mpa				
ESFUERZOS INDUCIDOS					
Configuraciones Pilares cuadrados					
Wp	Hp	Wo	sp/sz	Esfuerzo inducido	
m	m	m	adim	Mpa	
3	4	6	9.00	31.1	
4	4	6	6.25	21.6	
5	4	6	4.84	16.7	
6	4	6	4.00	13.8	
7	4	6	3.45	11.9	
8	4	6	3.06	10.6	
9	4	6	2.78	9.6	
10	4	6	2.56	8.8	
11	4	6	2.39	8.2	
12	4	6	2.25	7.8	
13	4	6	2.14	7.4	
14	4	6	2.04	7.0	
15	4	6	1.96	6.8	
16	4	6	1.89	6.5	
17	4	6	1.83	6.3	
18	4	6	1.78	6.1	
19	4	6	1.73	6.0	
20	4	6	1.69	5.8	
21	4	6	1.65	5.7	
22	4	6	1.62	5.6	

Ancho de la calle

Lunder y Pakalnis (Roca Dura)						Ancho del pilar		Factor de Seg.	
Wp	Hp	W/H	Cpav	k	Sp	Sp/UCS	FS		
m	m	adim	adim	adim	Mpa	adim	adim		
3	4	0.75	0.0180	0.273	18	0.36	0.58		
4	4	1.00	0.0635	0.538	21	0.42	0.98		
5	4	1.25	0.1199	0.787	24	0.48	1.43		
6	4	1.50	0.1737	1.009	26	0.53	1.92		
7	4	1.75	0.2201	1.203	29	0.57	2.41		
8	4	2.00	0.2587	1.372	31	0.61	2.90		
9	4	2.25	0.2903	1.518	32	0.65	3.37		
10	4	2.50	0.3162	1.644	34	0.68	3.82		
11	4	2.75	0.3374	1.753	35	0.70	4.25		
12	4	3.00	0.3550	1.848	36	0.72	4.65		
13	4	3.25	0.3697	1.929	37	0.74	5.02		
14	4	3.50	0.3820	2.000	38	0.76	5.37		
15	4	3.75	0.3924	2.062	39	0.77	5.70		
16	4	4.00	0.4012	2.116	39	0.78	6.00		
17	4	4.25	0.4088	2.163	40	0.79	6.28		
18	4	4.50	0.4153	2.205	40	0.80	6.55		
19	4	4.75	0.4210	2.241	41	0.81	6.79		
20	4	5.00	0.4259	2.274	41	0.82	7.02		
21	4	5.25	0.4302	2.302	41	0.83	7.24		
22	4	5.50	0.4340	2.328	42	0.83	7.44		

El Factor de seguridad de los pilares de mineral de 5m x 5m y distanciados cada 6mt se manifiesta en estado estable (F.S = 1.43). Sin embargo, en el análisis de Matehews, la abertura de 6mt se manifiesta en estado de equilibrio (14% de probabilidad de falla), por lo mismo se debe adicionar el sostenimiento de Shotcrete + pernos + Malla para que la labor pase hacer ESTABLE.

➤ **Diseño y distribución de los pilares de mineral de acuerdo a los cálculos:**
Diseño y distribución



4.4. Esfuerzos *in situ*

Los esfuerzos *in situ* fueron obtenidos utilizando el concepto de carga litostática en el cual el esfuerzo vertical " σ_v " es calculado a partir del peso unitario de la roca sobreyacente " γ " y la profundidad " z " debajo de la superficie.

El esfuerzo horizontal “ σ_h ” es obtenido del producto del esfuerzo vertical “ σ_v ” y la constante “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)

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

Esfuerzos in situ

Parámetro	Símbolo	Magnitud	Unidades
Cota de superficie	C. Sup.	4500	msnm
Cota media de la excavación	C. Excav.	3750	msnm
Profundidad de la excavación	Prof.	750	m
Densidad de la roca	δ	3	t/m ³
Módulo de deformación	Em	10	GPa
Esfuerzo vertical	σ_v	19.8	MPa
Constante	k	0.4	-
Esfuerzo horizontal	σ_h	8.2	MPa

4.5. Condición de agua subterránea

La presencia de agua en la masa rocosa tiene un efecto adverso en las condiciones de estabilidad de las excavaciones subterráneas. Su principal efecto es la presión que ejerce en las discontinuidades estructurales disminuyendo la resistencia al corte favoreciendo la inestabilidad en las labores subterráneas.

Tomando como base los trabajos de mapeo en campo se ha podido determinar que las condiciones de agua corresponden de secas a húmedas.

4.6. Parámetros de resistencia de la roca intacta

Los parámetros de resistencia de la roca intacta cumplen un rol significativo para la estimación de los parámetros de resistencia de la masa rocosa. Los parámetros fueron obtenidos de ensayos de laboratorio y de pruebas en campo.

Parámetros de resistencia de la roca intacta

Parámetro de resistencia	Símbolo	Unidad geotécnica				Unidades
		UG-01	UG-02	UG-03	UG-04	
Resistencia Compresiva Uniaxial	σ_{ci}	60	50	65	150	MPa
Densidad	δ	2.7	3.0	2.7	2.65	g/cc
Peso específico	PE	26.46	29.40	26.46	25.97	KN/m ³
Módulo de elasticidad	Ei	11	5	12	15	GPa
Constante de Poisson	μ	0.3	0.35	0.3	0.25	-
Constante mi	mi	10	19	10	30	-

4.7. Parámetros de resistencia de la masa rocosa

No puede llevarse a cabo ningún diseño ni construcción de infraestructuras subterráneas sin antes conocer los parámetros de resistencia de la masa rocosa. El modelo de análisis de estabilidad ha sido elaborado según el criterio de falla de Hoek & Brown (versión 2002).

El módulo de deformación de la masa rocosa fue estimado empleando el modelo propuesto por Serafim & Pereira (1986).

Parámetros de resistencia de la masa rocosa

Parámetro de resistencia	Símbolo	Unidad geotécnica				Unidades
		UG-01	UG-02	UG-03	UG-04	
Rock Mass Rating	RMR	50	45	55	40	-
Índice de resistencia	GSI	50	45	55	40	-
Factor de disturbancia por	D	0.2	0.2	0.2	0.2	-
Constante mb	mb	1.38	2.14	1.68	2.77	-
Constante S	S	0.0026	0.0014	0.0047	0.0008	-
Constante a	a	0.506	0.508	0.504	0.511	-
Módulo de deformación	Em	10.0	7.5	13.3	5.6	GPa
Resistencia Compresiva	σ_{cm}	7.47	5.05	9.97	12.31	MPa

4.8. Fundamento geomecánico en el diseño de pilares naturales y artificiales

A) Arco de presiones y altura de masa rocosa descomprimida

Teoría empleada en el diseño de cámaras y pilares en minas de carbón y proyectos mineros variados, el concepto de arco de presión es empleado en la estimación de carga aplicada sobre los pilares diseñados.

Tabla 6. Arco de presiones

Parámetro	Símbolo	Cantidad	Unidades
Ancho máximo de excavación	$W_{m\acute{a}x}$	26	m
Largo máximo de excavación	$L_{m\acute{a}x}$	52	m
Densidad de roca	δ	2.7	g/cc
Peso específico de roca	PE	0.02646	MN/m ³
Profundidad de la excavación	z	750	m
Ancho máximo de excavación para	W_a	130.5	m
Altura de arco formado	H_a	65.25	m

El tajo 1050 se ubica en el Nv.1170 a una profundidad de 750 m, las dimensiones aproximadas del tajo son de 26 m x 52 m. La altura de masa rocosa descomprimida que soportarán los pilares naturales y artificiales es de 65.25 m.

B) Planteamiento de las opciones de método de minado

Dentro del análisis del minado han sido consideradas tres opciones de minado diferentes, siendo los detalles de cada una:

Opciones de método de minado

Parámetro	Símbolo	Método 1	Método 2	Método 3	Unidades
Tipo de pilar	-	Natural	Natural	Artificial	-
Geometría del pilar	-	Cuadrado	Cuadrado	Cuadrado	-
Ancho del pilar	Wp	5	4	1.5	m
Ancho de cámaras	Wo	6	4.5	-	m
Relación, ancho/alto	Wp/Hp	1.25	1.00	0.375	-
FoS mínimo	FoS	1.43	1.36	1.05	-

4.9. Diseño de método 1 de minado con pilares naturales de 5.0 m x 5.0 m

A) Análisis de estabilidad del pilar

La opción 1 de minado considera pilares naturales de 5 m de ancho (Wp) con cámaras de 6 m de ancho (Wo), la altura máxima considerada para el corte es de 3 m y el método empleado en el análisis de estabilidad del pilar es el de Lunder y Pakalnis.

Tabla 8. Metodología de Lunder y Pakalnis – método 1 de minado

Ítem	Wp (m)	Hp (m)	W/H	Cpav	k	Sp (MPa)	Sp/UCS	FoS
01	3.0	4.0	0.750	0.0180	0.273	18.1	0.4	0.58
02	3.5	4.0	0.875	0.0381	0.406	19.6	0.4	0.77
03	4.0	4.0	1.000	0.0635	0.538	21.1	0.4	0.98
04	4.5	4.0	1.125	0.0914	0.666	22.6	0.5	1.20
05	5.0	4.0	1.250	0.1199	0.787	24.0	0.5	1.43
06	5.5	4.0	1.375	0.1476	0.901	25.3	0.5	1.67
07	6.0	4.0	1.500	0.1737	1.009	26.5	0.5	1.92
08	6.5	4.0	1.625	0.1979	1.109	27.6	0.6	2.17
09	7.0	4.0	1.750	0.2201	1.203	28.7	0.6	2.41
10	7.5	4.0	1.875	0.2403	1.291	29.7	0.6	2.66

B) Análisis de estabilidad de las excavaciones

En el análisis de estabilidad de las excavaciones se ha empleado la metodología de Mathews o Número de estabilidad de Mathews. Además de hacer uso de la probabilidad de falla de Mawdesley (2001).

Radio hidráulico – método 1 de minado

Superficie	Altura	Largo	Área	Perímetro	Radio hidráulico
Norte	4	26	104	60	1.7
Sur	4	26	104	60	1.7
Yacente	4	6	24	20	1.2
Colgante	4	6	24	20	1.2
Techo	26	6	156	64	2.4

Número de estabilidad – método 1 de minado

Superficie	RH	Q'	A	B	C	N
Norte	1.7	4.4	0.2	0.3	6.2	1.2
Sur	1.7	4.4	0.2	0.3	6.2	1.2
Yacente	1.2	4.2	0.2	0.3	6.2	1.6
Colgante	1.2	4.2	0.2	0.3	6.2	1.6
Techo	2.4	4.4	0.2	0.8	2.3	1.2

Probabilidad de falla (Mawdesley) – método 1 de minado

Superficie	R	N	z	Logit	% de estabilidad y % de	Elos
Norte	1.7	1.	2.	0.91	91% estable y 9 inestable	9% dil
Sur	1.7	1.	2.	0.91	91% estable y 9 inestable	9% dil
Yacente	1.2	1.	3.	0.95	95% estable y 5 inestable	5% dil
Colgante	1.2	1.	3.	0.95	95% estable y 5 inestable	5% dil
Techo	2.4	1.	1.	0.86	86% estable y 14 inestable	14% dil

C) Diseño de método 2 de minado con pilares naturales de 4.0m x 4.0m

➤ Análisis de estabilidad del pilar

La opción 2 de minado considera pilares naturales de 4 m de ancho (W_p) con cámaras de 4.5 m de ancho (W_o), la altura máxima considerada para el corte es de 3 m y el método empleado en el análisis de estabilidad del pilar es el de Lunder y Pakalnis.

Metodología de Lunder y Pakalnis – método 2 de minado.

Item	W_p (m)	H_p (m)	W/H	C_{pav}	k	S_p (MPa)	S_p/UCS	FoS
01	2.0	4.0	0.500	0.0007	0.052	15.6	0.3	0.43
02	2.5	4.0	0.625	0.0055	0.149	16.7	0.3	0.62
03	3.0	4.0	0.750	0.0180	0.273	18.1	0.4	0.84
04	3.5	4.0	0.875	0.0381	0.406	19.6	0.4	1.09
05	4.0	4.0	1.000	0.0635	0.538	21.1	0.4	1.35
06	4.5	4.0	1.125	0.0914	0.666	22.6	0.5	1.63
07	5.0	4.0	1.250	0.1199	0.787	24.0	0.5	1.92
08	5.5	4.0	1.375	0.1476	0.901	25.3	0.5	2.21
09	6.0	4.0	1.500	0.1737	1.009	26.5	0.5	2.51
10	6.5	4.0	1.625	0.1979	1.109	27.6	0.6	2.80

• Análisis de estabilidad de las excavaciones

En el análisis de estabilidad de las excavaciones se ha empleado la metodología de Mathews o Número de estabilidad de Mathews. Además de hacer uso de la probabilidad de falla de Mawdesley (2001).

Radio hidráulico – método 2 de minado

Superficial	Altura	Largo	Área	Perímetro	Radio hidráulico
Norte	4	26	104	60	1.7
Sur	4	26	104	60	1.7
Yacente	4	4.5	18	17	1.1
Colgante	4	4.5	18	17	1.1
Techo	26	4.5	117	61	1.9

Número de estabilidad – método 2 de minado

Superficie	RH	Q'	A	B	C	N
Norte	1.7	4.4	0.2	0.3	6.2	1.2
Sur	1.7	4.4	0.2	0.3	6.2	1.2
Yacente	1.1	4.2	0.2	0.3	6.2	1.6
Colgante	1.1	4.2	0.2	0.3	6.2	1.6
Techo	1.9	4.4	0.2	0.8	2.3	1.2

Probabilidad de falla (Mawdesley) – método 2 de minado

Superficie	R	N	z	Logit	% de estabilidad y % de	Elos
Norte	1.7	1.	2.	0.91	91% estable y 9 inestable	9% dil
Sur	1.7	1.	2.	0.91	91% estable y 9 inestable	9% dil
Yacente	1.1	1.	3.	0.96	96% estable y 4 inestable	4% dil
Colgante	1.1	1.	3.	0.96	96% estable y 4 inestable	4% dil
Techo	1.9	1.	2.	0.90	89% estable y 11 inestable	11% dil

D) Diseño de método 3 de minado con pilares artificiales de 1.5m x 1.5m

• **Análisis de estabilidad del pilar**

La opción 3 de minado considera pilares artificiales de 1.5 m, de ancho (W_p) con cámaras de 4 m de ancho (W_o), la altura máxima considerada para el corte es de 3 m y el método empleado en el análisis de estabilidad del pilar es el de Lunder y Pakalnis.

Metodología de Lunder y Pakalnis – método 3 de minado

Ítem	W_p (m)	H_p (m)	W/H	C_{pav}	k	S_p (MPa)	$S_{p/UC}$ S	FoS
01	1.5	4.0	0.375	0.0000	0.005	24.0	0.3	1.05
02	2.0	4.0	0.500	0.0007	0.052	24.9	0.3	1.60
03	2.5	4.0	0.625	0.0055	0.149	26.7	0.3	2.28
04	3.0	4.0	0.750	0.0180	0.273	28.9	0.4	3.08
05	3.5	4.0	0.875	0.0381	0.406	31.4	0.4	3.96
06	4.0	4.0	1.000	0.0635	0.538	33.8	0.4	4.89
07	4.5	4.0	1.125	0.0914	0.666	36.1	0.5	5.86
08	5.0	4.0	1.250	0.1199	0.787	38.3	0.5	6.85
09	5.5	4.0	1.375	0.1476	0.901	40.4	0.5	7.85
10	6.0	4.0	1.500	0.1737	1.009	42.4	0.5	8.84

E) Análisis de estabilidad de las excavaciones

En el análisis de estabilidad de las excavaciones se ha empleado la metodología de Mathews o Número de estabilidad de Mathews. Además de hacer uso de la probabilidad de falla de Mawdesley (2001).

Radio hidráulico – método 3 de minado

Superficie	Altura	Largo	Área	Perímetro	Radio hidráulico
Norte	4	26	104	60	1.7
Sur	4	26	104	60	1.7
Yacente	4	4	16	16	1.0
Colgante	4	4	16	16	1.0
Techo	26	4	104	60	1.7

Número de estabilidad – método 3 de minado

Superficie	RH	Q'	A	B	C	N
Norte	1.7	4.4	0.2	0.3	6.2	1.2
Sur	1.7	4.4	0.2	0.3	6.2	1.2
Yacente	1.0	4.2	0.2	0.3	6.2	1.6
Colgante	1.0	4.2	0.2	0.3	6.2	1.6
Techo	1.7	4.4	0.2	0.8	2.3	1.2

Probabilidad de falla (Mawdesley) – método 3 de minado

Superficie	R	N	z	Logit	% de estabilidad y % de	Elos
Norte	1.7	1.	2.	0.91	91% estable y 9 inestable	9% dil
Sur	1.7	1.	2.	0.91	91% estable y 9 inestable	9% dil
Yacente	1.0	1.	3.	0.96	96% estable y 4 inestable	4% dil
Colgante	1.0	1.	3.	0.96	96% estable y 4 inestable	4% dil
Techo	1.7	1.	2.	0.91	91% estable y 9 inestable	9% dil

4.10. Análisis económico de minado

Para la elaboración del presente informe se ha tomado en consideración el valor de mineral como 160 USD (dato obtenido del programa de producción del mes de junio del 2020) y los diseños elaborados tomando como base el informe preparado por la superintendencia de proyectos y geotecnia del 25 de noviembre del 2019.

Valor de mineral recuperable por corte

Parámetro	Símbolo	Diseño de minado			Unidades
		Diseño	Diseño	Diseño	
Área del tajo	Stj	962	962	962	m ²
Altura del tajo por corte	Htj	3.0	3.0	3.0	m
Densidad del mineral	Dem	3.3	3.3	3.3	g/cc
Área total de los pilares	Sp	200	230	0	m ²
Altura del pilar	Hp	3.5	3.5	0.0	m
Volumen total de mineral	Vtmin	2886	2886	2886	m ³
Tonelaje total de mineral	Ttmin	9524	9524	9524	Tm
Volumen de pilar	Vp	700	805	0	m ³
Tonelaje de mineral en el	Tmp	2310	2657	0	Tm
Tonelaje de mineral	Tmr	7142	6799	8571	Tm
Recuperación	Rec	75%	71%	90%	-
Dilución	Dil	8%	8%	15%	-
Valor de mineral	Valmin	161	161	161	USD/t
Valor de mineral por corte	Vmcor	1 060	1 009	1 169	USD

Los indicadores de sostenimiento se encuentran en función a la sección de la labor y a la cantidad de material que entrará en esta.

Indicadores de sostenimiento por corte

Diseño	Sección		Indicador de sostenimiento x m avance				
	Ancho(m)	Alto(m)	Sh2"(m3)	Sh3"(m3)	Sh4" (m3)	Malla (m2)	Ss7' (un)
Diseño 1	6.0	4.0	1.2	1.7	2.4	10.7	11.2
Diseño 2	4.5	4.0	1.1	1.5	2.1	9.2	8.8
Diseño 3	Sección completa		0.9	1.3	1.8	9.0	8.8

Tomando como base los indicadores de sostenimiento se obtiene el total de sostenimiento requerido por corte.

Cantidad de sostenimiento requerido por corte

Material	Opciones de minado			Unidades
	Diseño 1	Diseño 2	Diseño 3	
Perno splitset 7 pies	1578	1591	1431	Unidades
Malla electrosoldada	1511	1659	1460	m ²
Shotcrete pesado 2"	-	-	-	m ³
Shotcrete pesado 3"	-	274	-	m ³
Shotcrete pesado 4"	336	-	292	m ³
Cable bolting 8m	164	19	189	Unidades
Woodpack	-	-	16	Paquete

Los precios unitarios fueron elaborados por el área de geomecánica tomando en consideración los precios manejados en SMC y algunos inferidos.

Precio unitario de instalación de los elementos de sostenimiento

Material	PU (S/.)	PU (USD)	Unidad
Perno splitset 7 pies	74.8	21.4	USD/perno
Malla electrosoldada	17.9	5.1	USD/m ²
Shotcrete m ³	1312.5	375.0	USD/m ³
Cable bolting 6m	428.6	122.5	USD/cable
Woodpack	2212.8	632.2	USD/paquete

Costo total de sostenimiento

Material	Opciones de minado		
	Diseño 1	Diseño 2	Diseño 3
Perno splitset 7 pies	33 724	34 002	30 583
Malla electrosoldada	7 710	8 466	7 450
Shotcrete pesado 2"			
Shotcrete pesado 3"		102 750	
Shotcrete pesado 4"	126 000		109 500
Cable bolting 6m	20 083	2 327	23 144
Woodpack			10748
Total (USD)	187 517.0	147 544.2	181 424.4

El análisis económico no ha considerado el tiempo de preparación de realizarse un cambio de minado y los costos de preparación del piso inferior para soportar los pilares naturales que han de ser considerados en los métodos 1 y 2 han sido inferidos aproximadamente en función a la cantidad de materiales y el número de pilares a soportar.

Análisis económico de minado según el método a aplicarse

Parámetro	Símbolo	Diseño de minado			Unidades
		Diseño 1	Diseño 2	Diseño 3	
Valor de mineral por corte	Vmcor	1 060 269	1 009 341	1 169 356	USD
Preparación nivel inferior	Prepinf	50 000	70 000		USD
Costo de sostenimiento	Csost	187 517	147 544	181 590	USD
Margen de beneficio total	Ctot	822 752	931 797	987 766	USD

CONCLUSIONES

1. La zonificación geomecánica del macizo rocoso de acuerdo a la clasificación geomecánica de Bieniawski es de tipo regular con una puntuación de 40 – 50, efectuadas tanto en el techo del mineral como en las paredes de la caliza; de igual manera realizada la clasificación con el Q de Barton nos arrojó un valor de 1.118 lo que lo clasifica como malo; de los resultados obtenidos optamos por la implementación pilares artificiales (woodpack de 1.5 x 1.5) siendo este el que mayor margen de beneficio genera de acuerdo al análisis realizado.
2. Los esfuerzos *in situ* fueron obtenidos utilizando el concepto de carga litostática en el cual el esfuerzo vertical " σ_v " es calculado a partir del peso unitario de la roca sobreyacente " γ " y la profundidad " z ", obteniéndose los siguientes resultados: esfuerzo vertical $sv = 19.11$ MPa y considerando la constante k mínima y máxima = 1.5 el esfuerzo horizontal es de 28.67 MPa.
3. Los parámetros de resistencia de la roca intacta fueron: Resistencia a compresión uniaxial que oscila entre 50 a 150 MPa, La densidad desde 2.65 a 3.0 g/cm³, su módulo de elasticidad desde 5 a 15 GPa.
4. Los parámetros de resistencia de masa rocosa son: RMR = 40-50 puntos, GSI = 40-50, el factor de distrurbancia por voladura = 0.2, el módulo de deformación = 10GPa, y la resistencia a compresión uniaxial con valores que oscilan entre 5.05 a 12.31 MPa; de lo cual se considera pilares artificiales de 1.5 m, de ancho (W_p) con cámaras de 4 m de ancho (W_o), la altura máxima considerada para el corte es de 3 m y el método empleado en el análisis de estabilidad del pilar es el de Lunder y Pakalnis, con un factor de seguridad 1.05

RECOMENDACIONES

1. Para el método de minado por cámaras y pilares, realizar la evaluación permanente de sus componentes principales como son: la secuencia de minado, el sostenimiento y la aplicación de relleno los que garantizarán las condiciones de estabilidad del tajo.
2. Otro factor importante es realizar el análisis económico considerado: el valor de mineral recuperable por corte, cantidad de sostenimiento corto y costo total de sostenimiento por corte, los cuales infieren en la preparación requerida para soportar los pilares en caso contrario se tendrá que optar por el cambio a pilares naturales.
3. El sostenimiento adicional a los pilares recomendados se debe realizar mediante la combinación de shotcrete pesado (shotcrete, pernos, malla) y cable *bolting*.
4. Finalmente, se recomienda realizar una permanente evaluación geomecánica para determinar en el momento oportuno la las características de la roca intacta y masa rocosa.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

1. RIVERA , Diego. Optimizacion del sistema de relleno RDC para el metodo de explotacion camaras y pilares corte y relleno (drift and fill) ascendente en la mina El Roble ubicada en el municipio El Carmen de Atrato del departamento de Choco, Colombia. Tesis (Ingeniero de Minas). Colombia : Universidad pedagógica y tecnológica de Colombia Escuela de Ingeniería de Minas Seccional Sogamoso, 2017, 77 pp.
2. MEDINA, Victor. Diseño de cámaras y pilares basado en las características geomecánicas del macizo rocoso en la Corporación Minera Ananea S.A. – 2016. Tesis (Ingeniero de Minas). Puno - Perú : Universidad NAcional del Altiplano, 2017, 97 pp.
3. MORI, Renzo. Recuperación de pilares mediante el método de pilares artificiales en el Tajo Manto Sur, Nivel 8, Mina Magistral, SMRL Magistral de Huaraz SAC. Tesis (Ingeniero de Minas). Huaraz - Perú : Univesidad Santiago Antunez de Mayolo, 2017, 88 pp.
4. SOCIEDAD NACIONAL DE MINERÍA PETROLEO Y ENERGÍA. Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea. Lima - Perú, 2004. [Fecha de consulta: 11 de junio de 2021]. Disponible en: <http://www.mediafire.com/file/3eh92vvvghrf1fh/Manual-Geomecanica-Aplicada-Prevencion-Accidentes-Caida-Rocas.pdf/file>

ANEXOS

Anexo 1

Matriz de consistencia

	Problema	Objetivo	Hipótesis	Variable
General	¿Cuál es la zonificación geomecánica del macizo rocoso para la elección del tipo de pilar a implementar en la explotación del tajeo 1050 Nv. 1170 cuerpo Oriente, Sociedad Minera Corona S.A.?	Realizar la zonificación geomecánica del macizo rocoso para la elección del tipo de pilar a implementar en la explotación del tajeo 1050 Nv. 1170 cuerpo Oriente, Sociedad Minera Corona S.A.	La zonificación geomecánica del macizo rocoso mediante el uso de la cartilla geomecánica de Bieniawski, se relaciona directamente para la elección del tipo de pilar a implementar en la explotación del tajeo 1050 Nv. 1170 cuerpo Oriente, Sociedad Minera Corona S.A.	INDEPENDIENTE ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO
				DEPENDIENTE PILAR
Específicos	a) ¿Cuál es el resultado del cálculo del esfuerzo insitu de la roca suprayacente para la elección de pilares naturales o artificiales en la explotación de tajeo?	a) Realizar el cálculo del esfuerzo insitu de la roca suprayacente para la elección de pilares naturales o artificiales en la explotación de tajeo.	a) El cálculo del esfuerzo insitu de la roca suprayacente a partir del análisis del esfuerzo vertical y horizontal inciden en la elección de pilares naturales o artificiales en la explotación de tajeo.	
	b) ¿En qué medida influye el parámetro de resistencia de la roca intacta en la elección de pilares naturales o artificiales en la explotación de tajeo?	b) Determinar la influencia del parámetro de resistencia de la roca intacta en la elección de pilares naturales o artificiales en la explotación de tajeo.	b) El cálculo de los parámetros de resistencia de la roca intacta incide en la elección de pilares naturales o artificiales en la explotación de tajeo.	
	c) ¿En qué medida influye el parámetro de resistencia de la masa para la elección de pilares naturales o artificiales en la explotación de tajeo?	c) Determinar la influencia del parámetro de resistencia de la masa para la elección de pilares naturales o artificiales en la explotación de tajeo.	c) El cálculo de los parámetros de resistencia de la masa incide en el diseño y construcción de pilares naturales o artificiales en la explotación de tajeo.	

	Concepto	Dimensión	Indicador
VARIABLE INDEPENDIENTE	La zonificación geomecánica implica determinar	▪ Esfuerzo insitu de la roca suprayacente	MPa
ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO	parámetros de resistencia y deformación, el RQD, el espaciamiento, persistencia, apertura, rugosidad alteración, relleno y agua. Cuya finalidad es caracterizar el macizo rocoso,	de ▪ Resistencia de la roca intacta ▪ Resistencia de la masa ▪ RMR de Bieniawski	MPa Puntos
VARIABLE DEPENDIENTE	Bloque sólido de mena o de roca dejado en su lugar para estructuralmente sostener el pozo de acceso a la mina, las paredes o el techo de la mina	▪Dimensiones ✓ Largo ✓ Ancho ✓ Alto ▪Forma ✓ Circular ✓ Cuadrado ✓ Rectangular ▪Material ✓ Natural ✓ Artificial	m m m m ² m ² m ² s/u s/u
PILAR			