

**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO**

**FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**



**EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL  
DIMENSIONAMIENTO DE TAJOS EN EL SISTEMA DE  
EXPLOTACIÓN POR TALADROS LARGOS EN LA UNIDAD  
MINERA UNTUCA CORI PUNO S.A.**

**TESIS**

**PRESENTADA POR:**

**PATRIK CHRISTIAN SANCHEZ PONCE**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**PUNO – PERÚ**

**2018**



**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**

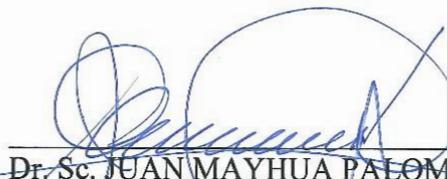
**EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL DIMENSIONAMIENTO DE  
TAJOS EN EL SISTEMA DE EXPLOTACIÓN POR TALADROS LARGOS EN  
LA UNIDAD MINERA UNTUCA CORI PUNO S.A.**

**TESIS PRESENTADA POR:  
PATRIK CHRISTIAN SANCHEZ PONCE**

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:  
INGENIERO DE MINAS**

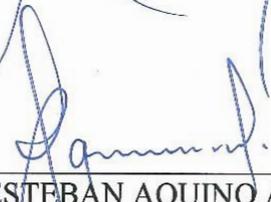
**APROBADA POR EL JURADO REVISOR CONFORMADO POR:**

**PRESIDENTE:**



Dr. Sc. JUAN MAYHUA PALOMINO

**PRIMER MIEMBRO:**



Ing. ESTEBAN AQUINO ALANOCA

**SEGUNDO MIEMBRO:**



M.Sc. Ing. LUCIO QUEA GUTIERREZ

**DIRECTOR / ASESOR:**



Dr. Sc. ROBERTO CHAVEZ FLORES

**Área** : Ingeniería de Minas

**Tema** : Mecánica de rocas, geomecánica y geotecnia

**Fecha de sustentación:** 26 de diciembre del 2018

## DEDICATORIA

Dedico esta investigación a Dios, quien me guía en los caminos trazados por él; a mi madre Flora quien con su amor y esfuerzo ha hecho posible formar un profesional de mí.

## AGRADECIMIENTO

Agradezco Alma Mater Universidad Nacional del Altiplano, a la Facultad de Ingeniería de Minas, al Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Facultad de Ingeniería de Minas y los docentes que aportaron a mi formación.

## ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA .....	iii
AGRADECIMIENTO .....	iv
ÍNDICE GENERAL.....	v
ÍNDICE DE FIGURAS.....	ix
ÍNDICE DE TABLAS .....	xi
ÍNDICE DE ACRÓNIMOS.....	xii
INDICE DE ANEXOS.....	xiv
RESUMEN.....	xv
ABSTRACT.....	xvi
I. INTRODUCCIÓN .....	17
1.1 Descripción del problema.....	18
1.2 Formulación del problema .....	18
1.2.1 Problema general .....	18
1.2.2 Problema específico.....	18
1.3 Objetivos de la investigación .....	19
1.3.1 Objetivo general .....	19
1.3.2 Objetivo específico .....	19
1.4 Justificación de la investigación.....	19
1.5 Limitaciones del estudio.....	20
II. REVISIÓN DE LITERATURA .....	21
2.1 Antecedentes de la investigación .....	21
2.1.1 Antecedentes locales .....	21
2.1.2. Antecedentes Nacionales.....	22
2.2. Bases teóricas .....	25
2.2.1. Dimensionamiento.....	25
2.2.1.1. Método gráfico de estabilidad.....	25
2.2.1.1.1. Número de estabilidad modificado .....	27
2.2.1.1.2. Radio hidráulico .....	29
2.2.1.2. Método analítico de dimensionamiento .....	29
2.2.1.2.1. Cálculo de esfuerzos inducidos .....	29

2.2.1.2.2 Cálculo de resistencia de pilares .....	31
2.2.1.2.3 Factor de seguridad .....	32
2.2.2. Modelamiento numérico.....	33
2.2.2.1. Ventajas del modelamiento numérico.....	33
2.2.2.2. Objetivo del modelamiento numérico.....	33
2.2.2.3. Interpretación .....	34
2.2.3 Clasificación del macizo rocoso .....	34
2.2.3.1 Índice RQD .....	35
2.2.3.2 Clasificación geomecánica RMR.....	36
2.2.3.3. Clasificación geomecánica GSI .....	36
2.2.4. Esfuerzos in situ y esfuerzos inducidos.....	38
2.2.4.1. Esfuerzos in situ .....	39
2.2.4.2. Análisis de esfuerzos inducidos .....	42
2.2.5. Resistencia de roca intacta y macizo rocoso .....	42
2.2.5.1. Criterio de rotura generalizado de Hoek-Brown.....	43
2.2.5.2. Aplicabilidad del criterio de rotura de Hoek-Brown a los macizos rocosos .....	45
2.2.5.3. Estimación del módulo de elasticidad del macizo rocoso (E <sub>m</sub> ) .....	47
2.2.5.4. Estimación del coeficiente de Poisson del macizo rocoso (ν <sub>m</sub> ).....	48
2.2.5.5 Criterio de rotura de Mohr Coulomb .....	48
2.3 Definiciones conceptuales.....	49
2.4 Formulación de la hipótesis.....	50
2.4.1 Hipótesis general .....	50
2.4.2 Hipótesis específica .....	50
III. MATERIALES Y MÉTODOS .....	51
3.1 Diseño metodológico.....	51
3.1.1 Tipo de investigación .....	51
3.1.2 Diseño de la investigación.....	51
3.1.3 Procedimiento de contratación de hipótesis .....	51
3.2 Población y muestra .....	51

3.2.1 Población .....	51
3.2.2 Muestra .....	52
3.3 Operacionalización de variables.....	52
3.4 Técnicas de recolección de datos .....	53
3.5 Caracterización del área de estudio .....	53
3.5.1. Mina Untuca .....	53
3.5.1.1 Ubicación y acceso.....	53
3.5.1.2. Marco geológico .....	54
3.5.1.2.1 Geomorfología .....	54
3.5.1.2.2 Geología regional .....	55
3.5.1.2.3 Geología regional .....	57
3.5.1.2.4 Geología local .....	58
3.5.1.2.5 Geología económica.....	60
3.5.1.2.6 Rasgos geológicos .....	62
3.5.1.3 Reservas minerales.....	63
3.5.1.3.1 Cut Off Pomarani .....	63
3.5.1.3.2 Reserva mineral.....	63
 IV. RESULTADOS Y DISCUSIÓN .....	 64
4.1 Resultados .....	64
4.1.1 Condiciones geomecánicas.....	64
4.1.1.1 Ubicación y potencia de mineralización .....	64
4.1.1.2 Distribución de discontinuidades .....	65
4.1.1.3 Clasificación geomecánica de la masa rocosa. ....	68
4.1.1.4 Zonificación geomecánica del yacimiento.....	68
4.1.1.5 Resistencia de la masa rocosa .....	69
4.1.1.6 Esfuerzos in-situ.....	71
4.1.2 Secuencia de explotación .....	73
4.1.2.1 Preparación.....	73
4.1.2.2 Ampliación.....	74
4.1.2.3 Tajo final .....	75
4.1.3 Dimensionamiento.....	75
4.1.3.1 Método gráfico de estabilidad.....	75

4.1.3.2 Método analítico de dimensionamiento .....	77
4.1.4. Análisis de estabilidad estructuralmente controlada .....	78
4.1.5. Modelamiento Numérico .....	80
4.2 Discusiones.....	86
V. CONCLUSIONES .....	87
VI. RECOMENDACIONES.....	89
VII. REFERENCIAS .....	90
ANEXOS .....	92

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Gráfico de estabilidad modificado ( $N^?$ ).....	26
Figura 2. Factor A de esfuerzos en la roca. ....	27
Figura 3. Factor B de orientación de estructuras. ....	28
Figura 4. Factor C de ajustes gravitatorio.....	28
Figura 5. Metodología de cálculo del radio hidráulico.....	29
Figura 6. Distribución típica de cámaras y pilares mostrando la carga soportada.....	30
Figura 7. Diagrama de modelamiento numérico. ....	33
Figura 8. Interpretación de modelo numérico.....	34
Figura 9. Procedimiento para medición y cálculo del RQD. ....	35
Figura 10. Esfuerzos verticales medidos de proyectos mineros y civiles alrededor del mundo. ....	40
Figura 11. Relación de esfuerzos en función de la profundidad, a partir de medidas del campo tensional natural recopiladas por Hock & Brown 1980. ....	40
Figura 12. Relación de esfuerzo horizontal con vertical en función de la profundidad para diferentes módulos de elasticidad horizontal basado en la ecuación de Sheorey. ....	41
Figura 13. Ilustración de esfuerzos inducidos e in situ.....	43
Figura 14. Condiciones de aplicabilidad del criterio de Hoek-Brown. ....	46
Figura 15. Relaciones entre esfuerzos principales mayores y menores para el criterio de Hoek-Brown y el equivalente de Mohr Coulomb.....	49
Figura 16. Plano de ubicación Mina Untuca.....	54
Figura 17. Plano geológico superficial. ....	58
Figura 18. Geología longitudinal. ....	60
Figura 19. Geológica Económica Pomarani. ....	62
Figura 20. Modelo de bloques Pomarani Nv 4892.....	64
Figura 21. Potencia de horizontes mineralizados en promedio 14.0m.....	64
Figura 22. Sistema de discontinuidades 1, estratificación con rumbo al NNW. ....	65
Figura 23. Sistema de discontinuidades 2, fallas con rumbo al NNW. ....	66
Figura 24. Sistema de discontinuidades 3, fallas con rumbo al NNW. ....	67
Figura 25. Arreglo estructural de la masa rocosa de la zona Pomarani Nv 4892.....	67
Figura 26. Plano de zonificación geomecánica – Pomarani Nv 4892. ....	69
Figura 27. Encampane respecto a superficie Nv. 4892.....	72

Figura 28. Ilustración del minado por taladros largos y pilares corridos. ....	73
Figura 29. Secuencia de minado, preparación de galerías del nivel superior e inferior. ....	74
Figura 30. Secuencia de minado, ampliación de galerías del nivel superior e inferior. .	74
Figura 31. Secuencia de minado, tajos finales posterior a la explotación por taladros largos.....	75
Figura 32 Esquema del tajeo para el análisis con el “Método Gráfico de Estabilidad” .	75
Figura 33. Análisis de formación de cuñas en las cámaras. ....	79
Figura 34. Subniveles abiertos, banco de mineral inestable y tajo abierto.....	81
Figura 35. Cámaras abiertas con pilares inestables de 14 m de alto x 4 m de ancho. ....	82
Figura 36. Cámaras abiertas luego de la explotación con pilares de 5 m de ancho.....	83
Figura 37. Cámaras abiertas luego de la explotación con pilares de 6 m de ancho.....	84
Figura 38. Cámaras abiertas luego de la explotación con pilares de 8 m de ancho.....	85

**ÍNDICE DE TABLAS**

Tabla 1 Operación de variables .....	52
Tabla 2 Reservas de Pomarani.....	63
Tabla 3 Sistemas de discontinuidades estructurales principales.....	68
Tabla 4 Criterio de clasificación de la masa rocosa.....	68
Tabla 5 Resultados de los ensayos con el martillo Schmidt .....	70
Tabla 6 Resultados de los ensayos de carga puntual .....	70
Tabla 7 Resultados de los ensayos de compresión triaxial.....	70
Tabla 8 Resultados de los ensayos de tracción .....	70
Tabla 9 Resultados de los ensayos de propiedades físicas .....	70
Tabla 10 Resultados de los ensayos de corte directo en discontinuidades .....	71
Tabla 11 Propiedades de resistencia de la masa rocosa.....	71
Tabla 12 Esfuerzos in situ.....	72
Tabla 13 Método grafico de estabilidad para techo de tajos.....	76
Tabla 14 Método grafico de estabilidad para paredes de tajos.....	76
Tabla 15 Resultados del método analítico de dimensionamiento.....	78

## ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

Q'	Índice de calidad de roca de Barton (1974)
A	Factor de condición de esfuerzos
B	Factor de orientación de estructuras
C	Factor de componente gravitacional
S	Radio hidráulico
D	Grado de perturbación del macizo rocoso
$\gamma$	Peso específico.
z	Profundidad bajo la superficie
k	Relación del esfuerzo horizontal con el esfuerzo vertical in situ
$\alpha$	Buzamiento del manto mineralizado
$\beta$	Angulo formado por el esfuerzo vertical y la inclinación óptima del pilar
c	Cohesión
$\phi$	Angulo de fricción interna
$\delta_{max}$	Deformación máxima
e	Razón de extracción
Is(50)	Índice de carga puntual
Au	Oro
Em	Módulo de Young, módulo de elasticidad del macizo rocoso
GPa	Gigapascal
MPa	Megapascal
m	Metro
mm	Milímetro
m <sup>3</sup>	Metro cubico
m.s.n.m.	Metros sobre el nivel del mar
mb, s, a	Parámetros del criterio de falla de Hoek-Brown.
mi	constante de la roca intacta
Wo	Ancho de cámara (tajo).
Wp	Ancho de pilar
Sp	Resistencia del pilar.
$\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$	Esfuerzos principales inducidos
$\sigma_{ci}$ , RCU	Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta
$\sigma_c$	Resistencia a la compresión uniaxial del macizo rocoso
$\sigma_h$	Esfuerzo horizontal in situ.

$\sigma_p$	Esfuerzos que actúan sobre el pilar
$\sigma_v$	Esfuerzo vertical in situ
$\sigma_{max}$	Tensión normal máxima
$\tau_{max}$	Tensión de corte máxima
TM/m <sup>3</sup>	Tonelada métrica por metro cúbico, Densidad
FS	Factor de seguridad
J <sub>v</sub>	Número total de discontinuidades por m <sup>3</sup>
RMR	Índice de calidad del macizo rocoso, Bieniawski
RQD	Rock Quality Designation, índice de calidad de roca.
GSI	Índice geológico de resistencia.
ESS	Estable sin sostenimiento
ESO	Estable Sostenimiento Opcional
ECS	Estable con Sostenimiento Obligado

**INDICE DE ANEXOS**

Anexo 1	Guía para estimar el valor de alteración D.....	93
Anexo 2	Condiciones de aplicabilidad del criterio de Hoek-Brown .....	94
Anexo 3	Índice GSI para macizos rocosos fracturados .....	95
Anexo 4	Ponderación para el Sistema Índice del Macizo Rocoso .....	96
Anexo 5	Criterios que componen el método UBC .....	97
Anexo 6	Propiedades físicas Pomarani (Mineral-Pizarra).....	98
Anexo 7	Ensayo de carga puntual Pomarani (Mineral-Pizarra) .....	98
Anexo 8	Ensayo de carga puntual Pomarani (Mineral-Pizarra) .....	99
Anexo 9	Mapeo Geomecánico de labores subterráneas E-1.....	100
Anexo 10	Mapeo Geomecánico de labores subterráneas E-2.....	101
Anexo 11	Mapeo Geomecánico de labores subterráneas E-3.....	102
Anexo 12	Mapeo Geomecánico de labores subterráneas E-4.....	103
Anexo 13	Mapeo Geomecánico de labores subterráneas E-5.....	104
Anexo 14	Mapeo Geomecánico de labores subterráneas E-6.....	105
Anexo 15	Mapeo Geomecánico de labores subterráneas E-7.....	106
Anexo 16	Mapeo Geomecánico de labores subterráneas E-8.....	107
Anexo 17	Mapeo Geomecánico de labores subterráneas E-9.....	108
Anexo 18	Mapeo Geomecánico de labores subterráneas E-10.....	109
Anexo 19	Mapeo Geomecánico de labores subterráneas E-11.....	110
Anexo 20	Mapeo Geomecánico de labores subterráneas E-12.....	111
Anexo 21	Mapeo Geomecánico de labores subterráneas E-13.....	112
Anexo 22	Mapeo Geomecánico de labores subterráneas E-14.....	113
Anexo 23	Mapeo Geomecánico de labores subterráneas E-15.....	114

## RESUMEN

La presente investigación se realizó por el cambio del método de explotación de cámaras y pilares a taladros largos que busco incrementar la producción en sus proyectos de producción subterránea, su principal problema fue el dimensionamiento de tajo y pilares corridos, que demuestren tener un Factor de seguridad que asegure la estabilidad final de los tajos. En su ejecución la evaluación geomecánica busco encontrar las diferentes alternativas para dimensionar los tajos por el sistema de explotación de taladros largos de tal manera definir las dimensiones fiables, mediante mapeo geomecánico realizado y los ensayos de laboratorio proporcionado por la empresa; se utilizó métodos para simular las dimensiones óptimas para la estabilidad de los pilares corridos y tajos; como el método grafico de estabilidad, utilizando el número de estabilidad modificado y radio hidráulico cuyos resultados nos ayudaron a definir la longitud de abertura de los tajos de acuerdo al ancho de tajo y altura de pilares, que fueron definidos por el cálculo de esfuerzos inducidos por la teoría tributaria y cálculo de resistencia de pilares por la teoría de Lunder & Pakalnis; dichas teorías también nos ayudaron a definir el factor de seguridad de la abertura y dimensiones probadas en esta investigación. Para contrastar lo evaluado con estas teorías, se realizó modelamiento numérico mediante el software Rocscience (2010). El estudio de investigación es de tipo descriptivo - explorativo; la muestra está conformada por la mina Pomarani. Se concluyo que las dimensiones de los pilares corridos tendrán ancho de 6 metros, el ancho de tajos será de 10 m y una altura final de 14 m. En toda esta investigación se buscó la mayor recuperación de mineral en los mantos, ya que se debe considerar que los pilares corridos se recuperaran a largo plazo. El sistema de sostenimiento natural que son los pilares corridos, el sostenimiento artificial es aplicado con Split set de 7 pies + malla electrosoldada, espaciados de acuerdo con la recomendación geomecánica que es aplicado en la corona y los pilares corridos; se usa Split Set por las pequeñas cuñas formadas de acuerdo con la investigación.

**Palabras clave:** Geomecánica, tajos, taladros largos, evaluación, pilares corridos y sostenimiento.

## ABSTRACT

The present research study was carried out by changing the method of operation of chambers and pillars to long drills that sought to increase production in their underground production projects. Their main problem was the sizing of pits and continuous pillars, which demonstrate having a Factor of security that ensures the final stability of the pits. In its execution the geomechanical evaluation sought to find the different alternatives for sizing the pits by the system of exploitation of long drills in such a way to define the reliable dimensions, by means of geomechanical mapping and the laboratory tests provided by the company; methods were used to simulate the optimal dimensions for the stability of the pillars and pits; as the stability graph method, using the modified stability number and hydraulic radius whose results helped us to define the opening length of the pits according to the pit width and height of pillars, which were defined by the calculation of stresses induced by tax theory and pillars resistance calculation by the theory of Lunder & Pakalnis; these theories also helped us to define the safety factor of the opening and dimensions tested in this investigation. To contrast what was evaluated with these theories, numerical modeling was carried out using the Rocscience software (2010). The research study is descriptive - explorative; the sample consists of the Pomarani mine. It was concluded that the dimensions of the running pillars will have a width of 6 meters, the width of the pits will be 10 m and a final height of 14 m. In all this research, the highest mineral recovery in the mantles was sought, since it should be considered that the continuous pillars will recover in the long term. The natural support system that are the continuous pillars, the artificial support is applied with Split set of 7 feet + electrowelded mesh, spaced according to the geomechanical recommendation that is applied in the crown and the running pillars; Split Set is used by the small wedges formed according to the investigation.

**Key Words:** Geomechanics, pits, long drills, evaluation, continuous pillars and support.

## I. INTRODUCCIÓN

Cori Puno ha venido utilizando el método de explotación semi-mecanizado de cámaras y pilares con relleno parcial, con pilares de 5 m x 5 m y cámaras de 9 m de ancho, queriendo incrementar la producción a más de 1.200 tpd. Para ello está planeando adoptar el minado masivo mediante subniveles con taladros largos y pilares corridos, es donde es necesario dimensionar los tajos, para que exista una producción rentable y segura.

Sera importante tener en consideración el ancho de los pilares, estos tendrán que dar un factor de seguridad que garantice la explotación de los tajos circundantes, y la profundidad del tajo, el cual estará abierto por el tiempo de limpieza del tajo.

En el primer capítulo se realizó el planteamiento del problema principal y los problemas específicos, estableciendo también los objetivos, la justificación de la investigación y las limitaciones del de la investigación realizada.

En el segundo capítulo se describe los antecedentes de investigación de la investigación, resaltando el estudio de Salazar, Cordova (2013) estudio realizado en la mina Marcapunta Norte, también las bases teóricas aplicadas como el Método Grafico de Estabilidad, la teoría del área tributaria y métodos numéricos para la obtención de los resultados mostrados, además de la construcción de la hipótesis que finalmente son confirmadas.

En el tercer capítulo se muestra el método de la investigación, donde se describe la población y la muestra, para el procesamiento de datos, las variables independientes y dependientes con las que se trabajó, la ubicación acceso de la mina finalmente resaltado la geología económica que hace factible esta investigación como su estructura.

En el último capítulo, se muestra los resultados de la investigación a través del análisis e interpretación de los datos obtenidos. Obteniendo los datos de mapeos geomecánicos, pruebas de laboratorio, para la ejecución de las teorías explicadas en el segundo capítulo y contrastando los resultados con el modelamiento del software PHASE<sup>2</sup> de Rocscience (2010) y ayudándonos en el análisis de estabilidad por medio de software Unwedge versión 3.0 ambos de Rocscience. Se finaliza la investigación con las conclusiones obtenidas, el análisis de los resultados y recomendaciones.

## **1.1 Descripción del problema**

El principal problema es el dimensionamiento de tajo y pilares corridos, que demuestren tener un Factor de seguridad que asegure la estabilidad final.

El cambio del método de explotación de cámaras y pilares a taladros largos busca incrementar la producción en sus proyectos de producción subterránea, además se busca que el factor de recuperación del mineral sea en mayor porcentaje, ya que se asume que los pilares corridos no se recuperaran a corto plazo o se asuma como perdida como parte del método aplicado.

## **1.2 Formulación del problema**

### **1.2.1 Problema general**

¿Cómo realizar la evaluación geomecánica para el dimensionamiento de tajos en el sistema de explotación de taladros largos en la unidad minera Untuca Cori Puno S.A.C.?

### **1.2.2 Problema específico**

¿Cómo realizar la evaluación geomecánica de tajos en el sistema de explotación de taladros largos en la unidad minera Untuca Cori Puno S.A.C.?

¿Cómo dimensionar los tajos en el sistema de explotación de taladros largos en la unidad minera Untuca Cori Puno S.A.C.?

### **1.3 Objetivos de la investigación**

#### **1.3.1 Objetivo general**

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

#### **1.3.2 Objetivo específico**

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

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

### **1.4 Justificación de la investigación**

Se tiene la necesidad de realizar la siguiente investigación del dimensionamiento de tajos en el sistema de explotación por taladros largos de la unidad minera Untuca Cori Puno SAC, que se tiene la necesidad de incrementar la producción de 1200 tpd que se tiene en la actualidad, con el minado masivo de tajos; esto conlleva a que dichos tajos cuenten con un factor de seguridad de hagan factible la explotación continua de los tajos, sin afectar la producción por en temas de la estabilidad; es por ello necesario el dimensionamiento que garantice la mayor recuperación de mineral ya que mediante la separación de pilares corridos, se toma en consideración que estos pilares no podrán ser explotados por que servirán de separación entre los tajos y controlaran la estabilidad de cada uno de ellos.

### **1.5 Limitaciones del estudio**

Los resultados que se obtendrán de esta investigación serán válidos solo para la población donde se ha ejecutado, o aquellas que tengan características similares y no podrán extenderse a otros contextos.

## II. REVISIÓN DE LITERATURA

### 2.1 Antecedentes de la investigación

#### 2.1.1 Antecedentes locales

Curo (2015) en su trabajo titulado “Metodologías de selección y diseño para minado por Cámaras y Pilares de mantos auríferos de la unidad minera Untuca Cori Puno S.A.C.”; tiene como objetivos específicos: seleccionar la metodología para minado por Cámaras y Pilares y diseñar la metodología para el método de cámaras y pilares en la explotación de mantos auríferos de la Unidad Minera Untuca. Las metodologías empleadas para la selección adecuada del método de minado fueron empíricas-analíticas y, para el diseño de pilares fueron empírico-analíticas y numéricas. Se llegó a los siguientes resultados: el método de minado que se adapta mejor a las condiciones naturales y características geomecánicas en el de Cámaras y Pilares, las dimensiones de las cámaras y pilares desde el punto de vista de recuperación y estabilidad son: pilar puente 5,5 m, alto del pilar 4,0 m, ancho de cámara 6,0 m, ancho del pilar 4,0 m, recuperación del 84% con un factor de seguridad mayor al 1,4 m.

Ccoa (2015) en su trabajo titulado “Geomecánica Aplicada al Minado Subterráneo para la Minimización de Caída de Rocas en el Nivel Morro Pelado Cooperativa Minera Lunar de Oro - MDH Ingenieros”. Objetivo para realizar el análisis geomecánico de la masa rocosa asociado a la caracterización, clasificación, zonificación y comportamiento del macizo rocoso. Evaluando las condiciones de estabilidad de las labores desarrolladas y el factor de seguridad del macizo rocoso frente a la excavación de las labores mineras para un adecuado proceso de minado. Donde los resultados son favorables en optimizar los costos de operación y así

mismo minimizando los costos en sostenimiento y los riesgos de accidentes e incidentes por la caída de rocas. El análisis geomecánico de la masa rocosa permite caracterizar el comportamiento del macizo rocoso de evaluar de las condiciones de estabilidad de las excavaciones permitiendo determinar el factor de seguridad y el tipo de sostenimiento requerido. Los resultados fueron que según las clasificaciones RMR, Q, y el índice de calidad de la roca RQD, las propiedades geomecánicas del macizo tienden a ser de mala calidad; las direcciones que predominan en la familia número 1 del macizo son: N26E, N44E y N45E, N46E. Las direcciones de buzamiento que predominan en la familia número 2 del macizo rocoso son: N64W, N63W, N62W y N60W; el espaciado característico para la familia número 1 son: muy junto (20 y 60 mm) y junto (60 a 200). El espaciado que predomina en la familia número 2 es moderadamente junto (MJ); Las rugosidades que predominan en el macizo son escalonadas rugosa (EI) y escalonada lisa (EII).

### **2.1.2. Antecedentes Nacionales**

Salazar & Cordova, (2013) realizaron un estudio cuyo objetivo fue realizar una evaluación geomecánica, se definió y dimensiono el método de minado tajeos por subniveles con pilares corridos, con cámaras entre 7 y 10 m de ancho, pilares de 19 a 30 m y las longitudes de los mismos de 30 a 53 m. Llegaron a las siguientes conclusiones: Se ha diseñado un método de minado que combina el uso del método convencional de cámaras y pilares corridos con el método tajeos por subniveles con taladros largos para la apertura de las cámaras, lo cual permite el minado masivo de yacimientos tipo mantos de gran potencia como Marcapunta Norte; de acuerdo al estudio realizado es factible llevar a cabo el minado masivo de Marcapunta Norte con las dimensiones de las cámaras y pilare corridos propuestos, asimismo la recuperación de los pilares mediante un sistema de relleno cementado; las

dimensiones propuestas esta basadas en la consideración de estable con sostenimiento del MGE, por tanto es necesario utilizar el sostenimiento de los crucero de los subniveles; este método de minado está actualmente en pilotaje y se viene observando resultados satisfactorios tanto en el control de estabilidad de las cámaras y de los pilares como en la eficiencia del minado; el relleno cementado permite el control de la estabilidad local y global de la mina y una alta recuperación del yacimiento; de las alternativas evaluadas, el sistema de relleno cementado con agregados (CAF) es el que en el corto plazo podría adaptarse mejor a los requerimientos de la mina Marcapunta Norte, pudiéndose manejar adecuadamente las resistencias requeridas para la recuperación de los pilares.

Gonzales & Velasquez (2012) cuyo objetivo fue demostrar el incremento de producción de mineral durante el mes, aplicando la explotación por subniveles con taladros largos en cuerpos en la unidad de producción Uchuchacua. Este trabajo de investigación demuestra que se incrementa la producción de mineral mensual aplicando el método de explotación por subniveles con taladros largos en 13 metros de profundidad por taladro en el cuerpo Magaly- Tajeo 775. Se concluyo que con un nivel de significancia del 5% y la prueba t de Student que si aplicamos la explotación por subniveles con taladros largos se incrementa en la unidad de producción Uchuchacua.

De la Cruz & Mallico (2014) en su estudio realizado tuvieron como objetivo general, Aplicar taladros largos en vetas angostas, para reducir costos de operación en la zona esperanza - Cia Minera Casapalca S.A. El nivel de investigación utilizada fue descriptivo – explicativo. Se llegaron a las siguientes conclusiones: Con el método de taladros largos en vetas angostas en la Cia Minera Casapalca S.A. los costos de operación se reducen a 13% la cual es muy rentable, por ser base para

obtener utilidades; aplicando taladros largos en vetas angostas los costos directos e indirectos reducen a 5.72 US\$/Ton y es más rentable que el método de corte y relleno ascendente; aplicando taladros largos en vetas angostas los costos de perforación reducen a 0.45 US\$/ Ton; aplicando taladros largos en vetas angostas los costos voladura reducen a 1.04 US\$/Ton.

Pantaleon & Carbajal (2017) en dicho estudio tuvieron como objetivo general realizar una evaluación técnica que permita el óptimo dimensionamiento, secuencia de minado y características del relleno de los tajeos de una mina subterránea, asegurando la estabilidad global de la mina. Se llegaron a las siguientes conclusiones: La clasificación geomecánica del macizo rocoso (RMR76) para el OreBody de estudio está clasificado predominantemente como roca regular y en algunos sectores localizados como roca mala; Las tajeos actuales están sobredimensionadas debido a que se han obtenido valores de sobre-excavación de paredes laterales (ELOS) elevados, superando en la mayoría los 2 metros. Asimismo, se han observado casos de sobre-excavación en las bóvedas o techos de los tajeos, los cuales se han visto afectados en cierta medida por la sobre-excavación en las paredes laterales de los mismos. Para desarrollar el modelamiento numérico, se utilizó el software especializado Map3D, el cual utiliza método de elementos de borde y permite analizar esfuerzos, deformaciones y factores de seguridad en excavaciones mineras.

Garcia (2011) en su estudio titulado “Planeamiento mienro de Corporacion Minera Castrovirreyna”. Con el presente trabajo se presentó el incremento de la producción y la productividad de una mina subterránea convencional; implementando un método de explotación subterránea de recuperación de pilares y rellenos antiguos de la parte alta de Mina Reliquias (+Nv.480), denominada zona

alta, y posteriormente la explotación de mineral fresco en la parte baja de la Mina (-Nv.480), denominada zona baja, para lo cual, se plantea implementar métodos de minado masivo mediante la perforación de taladros largos ; las conclusiones: La presencia en la operación de un método de minado masivo, como fue el implementar taladros largos, fue una gran decisión, la cual se refleja en la evaluación económica para los siguientes años de operación.

Silvestre (2018) en su estudio titulado “Aplicación del método de explotación por subniveles en la Unidad Minera Chungar -Compañía Minera Volcan” El presente estudio enfoca la aplicación del método de explotación por subniveles en minería subterránea mediante tecnologías modernas que hoy en día resulta una herramienta valiosa para afrontar los constantes cambios en el precio de los metales y los elevados costos de explotación. Es por ello que se desarrolla el estudio en las vetas Karina y Ramal 3 “Por subniveles” en la mina Animon con la finalidad de ser analizado y estudiado el método de minado y la implicancia de la aplicación de dicho método en los resultados de operación; objetivo general Analizar la aplicación técnica del método de explotación por subniveles en la Mina Animon, periodo 2017; conclusiones: El método de subniveles, provee una mayor capacidad de producción, pues en merito a las condiciones técnicas que posee la mina en cuestión, y por las características del método de explotación a sugerencia en nuestra investigación, se pueden ampliar la capacidad de la mina Animon.

## **2.2. Bases teóricas**

### **2.2.1. Dimensionamiento**

#### **2.2.1.1. Método gráfico de estabilidad**

Para determinar las dimensiones de los tajeos utilizamos aquí el Método Gráfico de Estabilidad (MGE). Este método fue desarrollado por siguiendo los

trabajos iniciados por *Mathews et. al. (1981)*. La versión actual del método, basado en el análisis de más de 350 casos históricos recolectados de minas subterráneas canadienses, toma en cuenta los principales factores de influencia del diseño de tajeos. Información sobre la estructura y resistencia de la masa rocosa, los esfuerzos alrededor de la excavación, y el tamaño, forma y orientación de la excavación, es utilizada para determinar si el tajeo será estable sin sostenimiento, o con sostenimiento, o inestable aún con sostenimiento. El método también es adecuado para el dimensionamiento del sostenimiento con cablebolting.

En forma resumida, el procedimiento de diseño aplicando este método está basado en el cálculo de dos factores:  $N'$  y  $S$ . El primero es el número de estabilidad modificado y representa la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado. El segundo es el factor de forma o radio hidráulico que toma en cuenta el tamaño y forma del tajeo.

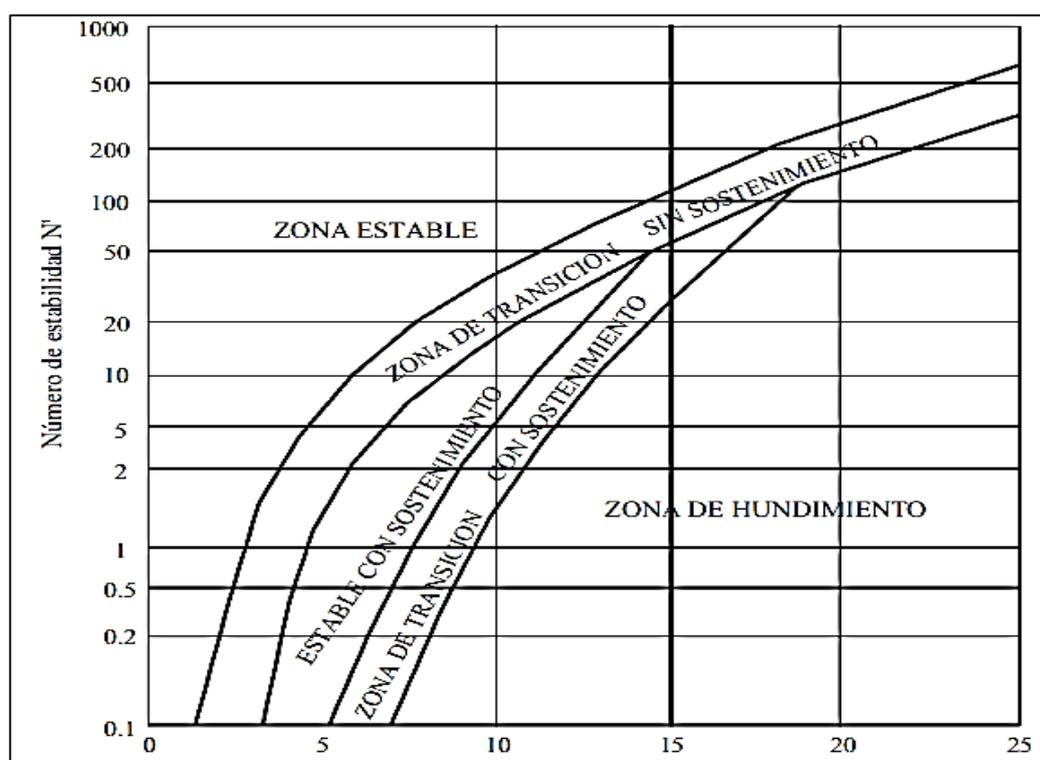


Figura 1. Gráfico de estabilidad modificado ( $N'$ ).

Fuente; Potvin Empirical Open Stope Design 1988.

**2.2.1.1.1. Número de estabilidad modificado**

El “número de estabilidad modificado (N’)

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

Donde:

Q’= Índice de calidad de roca de Barton (1974), con Jw =1 y SRF=1

A = Factor de condición de esfuerzos

B = Factor de orientación de estructuras

C = Factor de componente gravitacional

**Factor “A”**

Es generalmente igual a 1 para las paredes laterales de los tajeos, dado que ésta se halla en un estado de relajamiento debido a la excavación, por ende, el mecanismo de falla observado es el desprendimiento de las paredes laterales más no el de la falla por esfuerzos

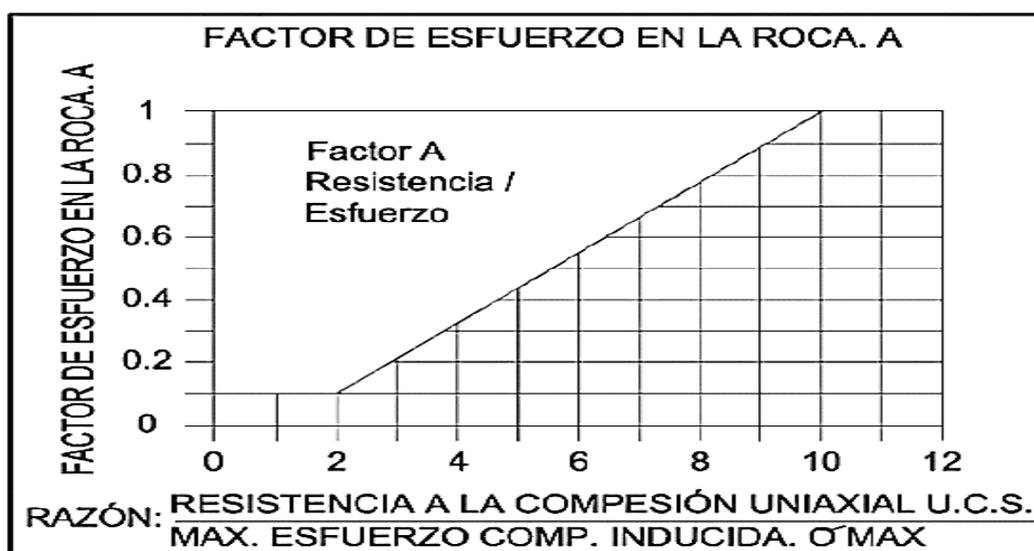


Figura 2. Factor A de esfuerzos en la roca.

Fuente; Potvin Empirical Open Stope Design 1988.

**Factor “B”**

Es una medida de la orientación relativa de las estructuras dominantes con respecto a la superficie de excavación.

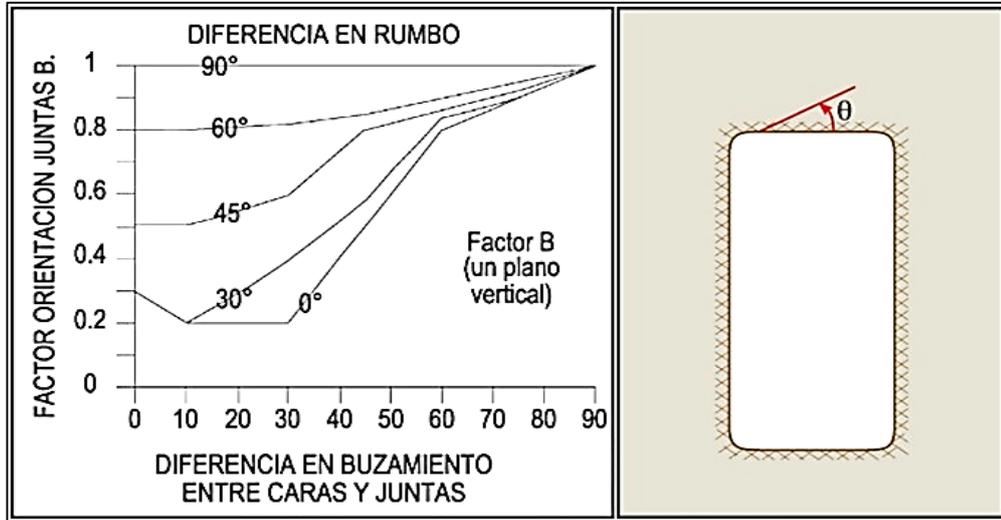


Figura 3. Factor B de orientación de estructuras.

Fuente; Potvin Empirical Open Stope Design 1988.

**Factor “C”**

Es una medida de la influencia gravitatoria sobre la estabilidad de las superficies de excavación a ser consideradas.

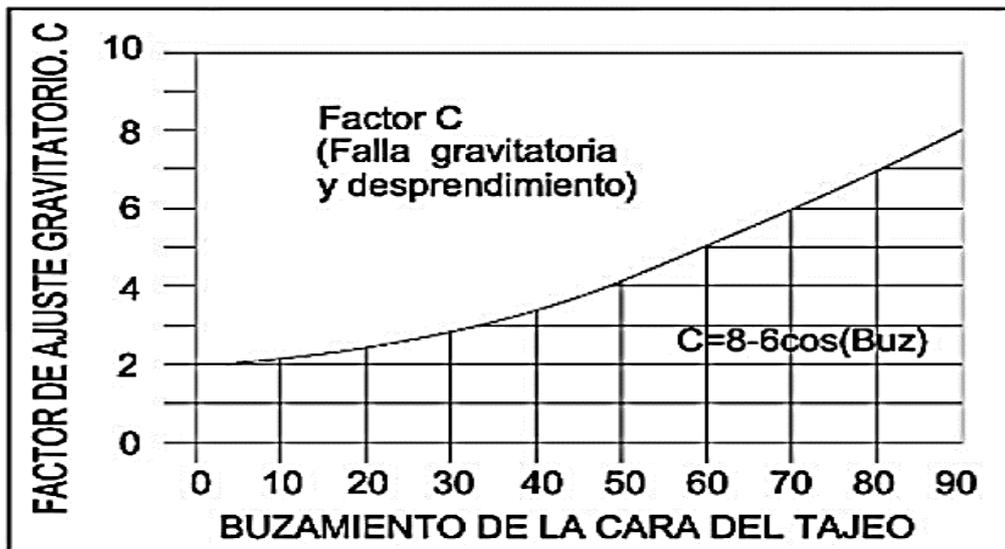


Figura 4. Factor C de ajustes gravitatorio.

Fuente; Potvin Empirical Open Stope Design 1988.

### 2.2.1.1.2. Radio hidráulico

El factor de forma o radio hidráulico  $S$ , para la superficie del tajeo bajo consideración, se obtiene dividiendo el “área de la sección transversal de la superficie analizada” entre el “perímetro de la superficie analizada”.

Usando los valores del número de estabilidad  $N'$ , y el radio hidráulico  $S$ , se puede estimar la estabilidad de un tajeo a partir del “gráfico de estabilidad” mostrado en la Figura 5.

El radio hidráulico se calcula de la siguiente manera:

$$H = \frac{\text{ÁREA DE LA SUPERFICIE EXPUESTA}}{\text{PERÍMETRO DE LA SUPERFICIE EXPUESTA}}$$

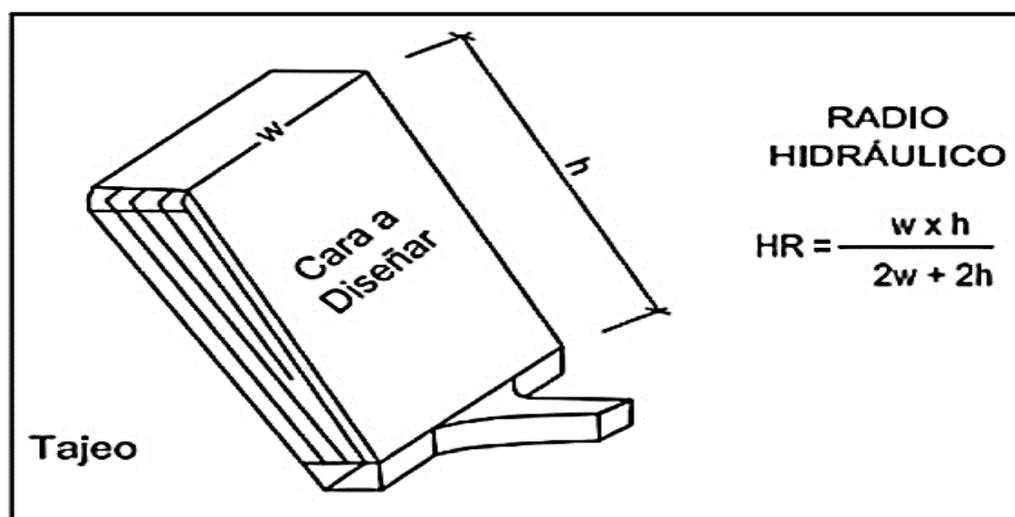


Figura 5. Metodología de cálculo del radio hidráulico.

Fuente: R. Pakalnis. 2002.

### 2.2.1.2. Método analítico de dimensionamiento

#### 2.2.1.2.1. Cálculo de esfuerzos inducidos

##### Teoría del área tributaria

“El método del área tributaria se basa en la hipótesis de que el esfuerzo sobre cada pilar es función de la columna vertical de roca inmediatamente sobre el pilar, el área de este y el área que teóricamente este debe soportar”

En la imagen se ilustra una distribución típica de cámaras y pilares cuadrados que se utilizan en minas de depósitos horizontales. Si suponemos que los pilares que se muestran forman una gran serie de éstos y que la carga de la roca queda distribuida uniformemente sobre estas columnas, el esfuerzo medio para la columna se refleja en:

$$\sigma_p = \gamma z (1 + w_o/w_p)^2$$

Donde:

$\gamma$ : peso específico de la roca

$z$ : profundidad por debajo de la superficie

$w_o$ : ancho de cámara (tajo)

$w_p$ : ancho de pilar

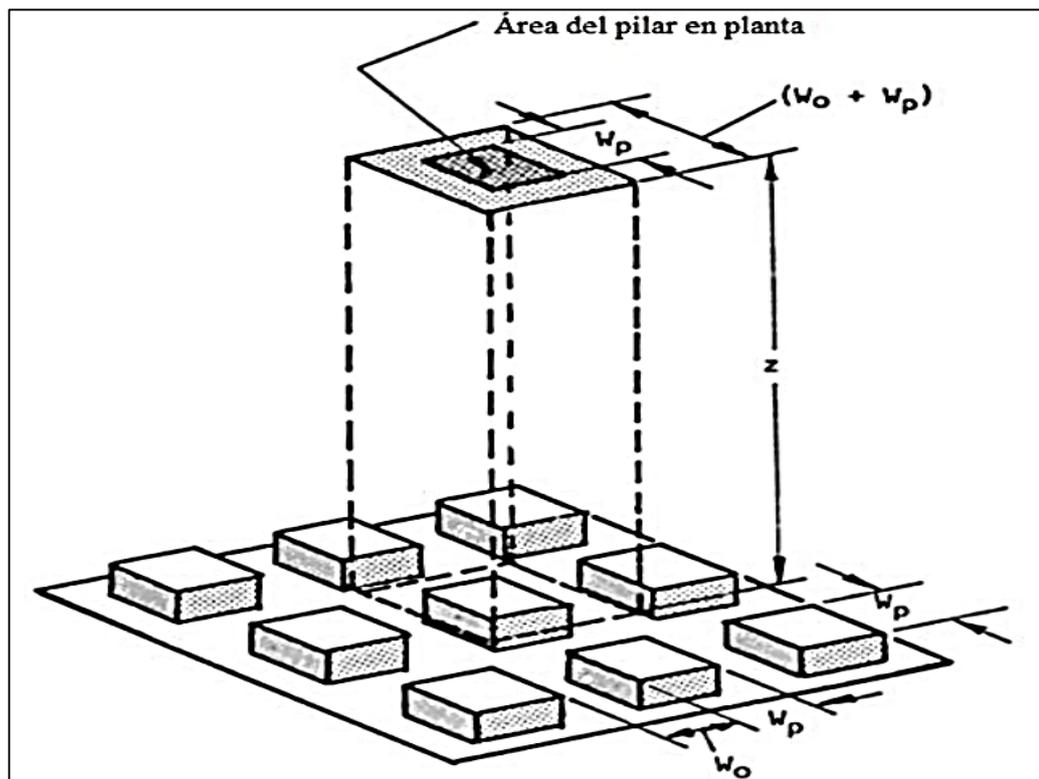


Figura 6. Distribución típica de cámaras y pilares mostrando la carga soportada.

Fuente; Hoek & Brown, 1980

### 2.2.1.2.2 Cálculo de resistencia de pilares

Varios métodos empíricos para determinar la resistencia de pilares han sido desarrollados por varios investigadores. Estas técnicas relacionan el ancho del pilar, alto del pilar, resistencia a la roca intacta y factor de seguridad para estimar la resistencia del pilar. Las fórmulas empíricas presentan la siguiente estructura general (Lunder P., 1994):

$$S_p = S_o \left[ A + B \left( \frac{w_p^a}{H^\beta} \right) \right]$$

Lunder & Pakalnis (1997) recolectan la base de datos de autores anteriores, por lo que trabaja con una mayor cantidad de datos. La base de datos utilizada presenta valores variados para la resistencia a la compresión uniaxial, los cuales van entre 90 a 240 (Mpa). Plantea que  $S_o = 0,44 \times RCU$  para toda la base de datos independiente de la calidad de la roca y una fórmula para determinar el confinamiento interno promedio del pilar que corresponde a la razón entre los esfuerzos principales ( $\sigma_3/\sigma_1$ ).

$$C_{pav} = 0,46 * \left[ \log \left( \frac{W}{H} + 0,75 \right) \right]^{\frac{1,4}{W/H}}$$

Esta fórmula fue desarrollada mediante modelamiento numérico lineal elástico, modelando la razón de los esfuerzos principales promedio ( $\sigma_3$ promedio/ $\sigma_1$ promedio) que se ejercen sobre un pilar aislado. Los valores fueron obtenidos variando la razón  $W/H$  de 0,25 a 10, donde se consideró una condición de esfuerzo *in situ* constante para cada realización. Por otro lado se estudió el efecto que tiene la razón de extracción sobre el confinamiento del pilar, y se evidenció que este aumenta a medida que la extracción aumenta. Lunder & Pakalnis decidieron

ajustar los parámetros de la fórmula con una razón de extracción de un 72 %, argumentando que con este valor el error era pequeño.

A partir del confinamiento promedio del pilar se deriva un término que corresponde al ángulo de fricción del pilar. Para encontrar la relación entre estos términos *Lunder & Pakalnis* utilizan el criterio de falla de *Mohr-Coulomb*.

$$K = \tan \left[ \arccos \left( \frac{1 - C_{pav}}{1 + C_{pav}} \right) \right]$$

Posterior a esto *Lunder & Pakalnis* proponen que la fórmula de resistencia del pilar sea como sigue:

$$S_p = 44 * RCU * (0,68 * 0,52 * k)$$

Esta fórmula fue obtenida mediante dos mecanismos, por un lado los parámetros fueron ajustados a la base de datos, y por otro lado la fórmula fue modificada utilizando modelamiento numérico y el criterio de falla de *Mohr-Coulomb*.

### 2.2.1.2.3 Factor de seguridad

El factor de seguridad evalúa la resistencia del pilar sobre el campo de esfuerzos que actúan sobre el pilar, bajo la siguiente relación:

$$FS = \frac{S_p}{\sigma_p}$$

Donde:

$S_p$ : Resistencia del pilar

$\sigma_p$ : Campo de esfuerzos que actúan en el pilar

$FS$ : Factor de seguridad de diseño

### 2.2.2. Modelamiento numérico

Los modelos numéricos son programas computacionales que intentan representar la respuesta mecánica del macizo rocoso sujeto a un conjunto de condiciones iniciales, tales como esfuerzos in situ y niveles de agua; condiciones de borde y cambios inducidos como lo son las excavaciones.

#### 2.2.2.1. Ventajas del modelamiento numérico

Las ventajas de la aplicación de este método radican en que puede explicar el comportamiento físico observable, como los colapsos, y permite evaluar múltiples posibilidades, como opciones de diseño o secuencias de minado. El modelamiento numérico logra simular utilizando ciertas restricciones físicas de cómo puede responder el macizo rocoso. La correcta asignación de las propiedades de los materiales determinará la certeza del modelo. En la medida que más variables determinan el comportamiento del modelo, más incertidumbre se le agrega a la simulación.

#### 2.2.2.2. Objetivo del modelamiento numérico

El objetivo de la aplicación de modelos numéricos para problemas de minería es optimizar los diseños, asegurado la estabilidad. Mejorar la recuperación sin interrupciones de producción inesperados y poder hacer predicciones cuantitativas. Cuando se ejecuta el modelo numérico, los datos de salida son: esfuerzo, deformación y desplazamientos.

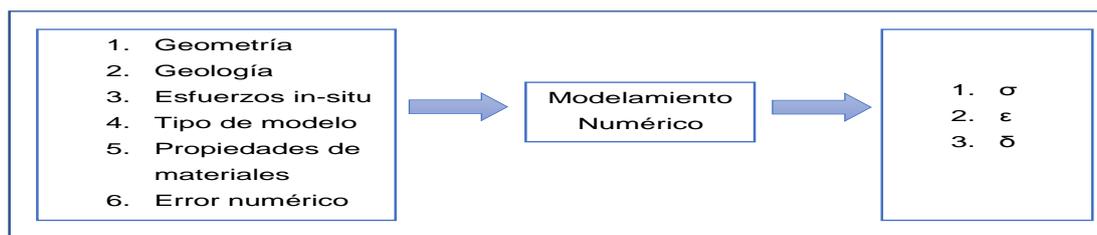


Figura 7. Diagrama de modelamiento numérico.

Fuente; Map3D, Tecnología y Ciencias Ltda. 2015

### 2.2.2.3. Interpretación

Dado que el modelo sólo puede proporcionar predicciones de esfuerzos, deformaciones y desplazamiento, se debe interpretar esa información para determinar implícitamente requerimientos de estabilidad, seguridad o sostenimiento necesarios.

En este punto, se debe entender cómo usar los resultados del modelo (estrés y/o deformación) para determinar el daño esperado (ubicación, magnitud, orientación, cuándo y tipo).

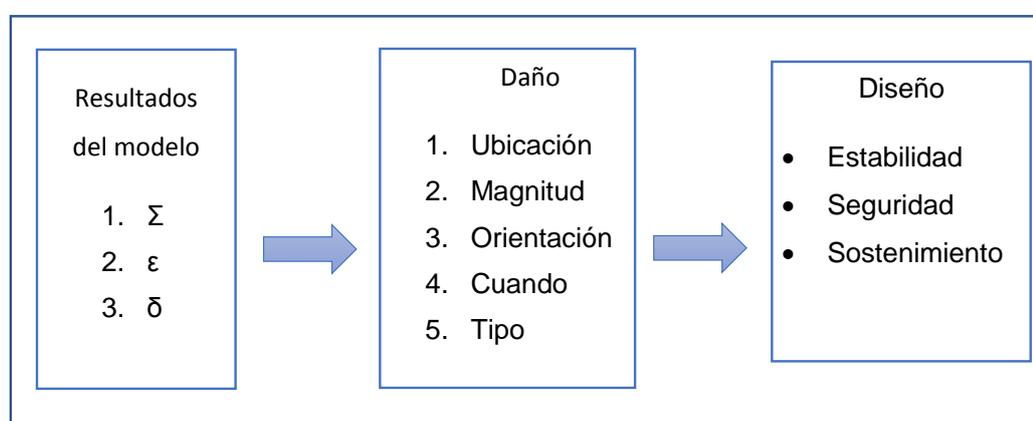


Figura 8. Interpretación de modelo numérico.

Fuente; Map3D, Tecnología y Ciencias Ltda. 2015

Ahora se debe relacionar esta información del modelo con el comportamiento situ (requerimiento de soporte, seguridad y estabilidad implícita).

### 2.2.3 Clasificación del macizo rocoso

La caracterización geomecánica tiene por finalidad determinar la calidad y clasificación del macizo rocoso circundante a los tajeos de explotación. Además, permite zonificar el macizo rocoso en dominios estructurales, caracterizándolos por su homogeneidad estructural y geomecánica.

### 2.2.3.1 Índice RQD

El índice de calidad de la roca (Rock Quality Designation, RQD) fue desarrollado y modificado por Deere (1989), para proporcionar un estimado cuantitativo de la calidad del macizo rocoso basado en la recuperación de núcleos con perforación diamantina. El índice RQD es definido como el porcentaje de núcleos que se recuperan en piezas enteras de 100 mm o más, del largo total del núcleo. El correcto procedimiento para la medición de la longitud de núcleos y el cálculo del RQD son resumidas en la Figura 9.

Palmström (1982) sugirió que, cuando no se dispone de núcleos, pero los trazos de discontinuidades son visibles en superficie o labores de exploración, el RQD puede ser estimado a partir del número de discontinuidades por unidad de volumen. La relación sugerida para macizos rocosos libre de arcilla es:

$$RQD = 115 - 3,3J_v$$

Donde  $J_v$  es la suma de numero de discontinuidades por unidad de volumen.

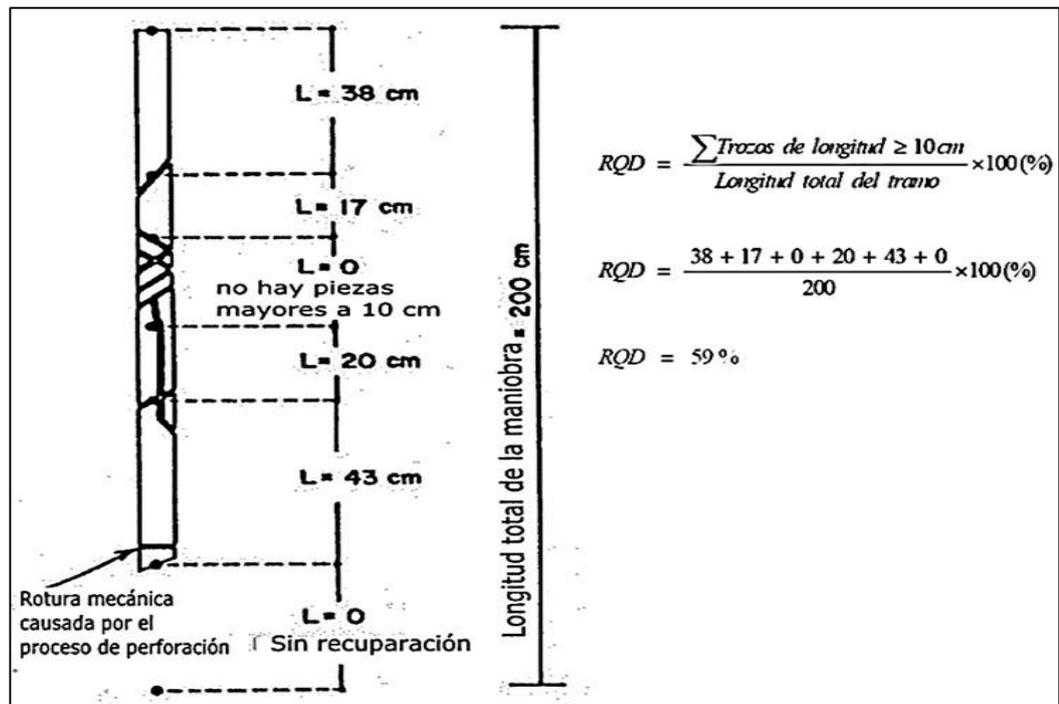


Figura 9. Procedimiento para medición y cálculo del RQD.

Fuente; Deere, 1989.

### 2.2.3.2 Clasificación geomecánica RMR

Bieniawski (1976) publicó los detalles de una clasificación de macizo rocoso llamado Clasificación Geomecánica o sistema de Valoración del Macizo Rocosos (*Rock Mass Rating, RMR*). A través de los años, este sistema ha sido sucesivamente perfeccionado. Los siguientes seis parámetros son usados para clasificar un macizo rocoso usando el sistema *RMR*:

1. Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta.
2. Índice *RQD*.
3. Espaciamiento de las discontinuidades.
4. Condición de discontinuidades.
5. Condiciones de agua subterránea.
6. Orientación de discontinuidades.

Para la aplicación de este sistema de clasificación el macizo rocoso es dividido en grupos estructurales y cada grupo es clasificado independientemente. Las limitaciones de los grupos estructurales usualmente coinciden con una característica estructural principal, así como fallas o cambio en el tipo de roca.

El sistema de Índice de Macizo Rocosos es presentado dando los valores para cada uno de los seis parámetros listados arriba. Estos valores son sumados para dar un valor de *RMR*.

### 2.2.3.3. Clasificación geomecánica GSI

La clasificación *GSI* se basa en una observación cuidadosa del macizo rocoso y, por consiguiente, es esencialmente cualitativa. Este índice incorpora la estructura del mismo y las características geomecánicas de las superficies de discontinuidad existentes en él y se obtiene a partir de un examen visual del macizo

rocoso en afloramientos y sondeos. El *GSI* combina los dos aspectos fundamentales del comportamiento de los macizos rocosos, es decir: su fracturación, o sea, el tamaño y la forma de los bloques, y la resistencia al corte de las discontinuidades”.

Esta nueva clasificación fue expuesta por primera vez por *Hoek* y desarrollada posteriormente, pero en esta primera época su campo de aplicación se restringía a macizos rocosos relativamente resistentes y no incluía los macizos rocosos más débiles.

En la última publicación de *Hoek, Marinos, & Marinos* (2005) se ha ampliado la clasificación *GSI* para abarcar un tipo más de macizos rocosos: los laminados y cizallados. Se muestra un gráfico que permite estimar el *GSI* a partir de datos geológicos. En esta tabla, cuando se considera que la resistencia al corte de las discontinuidades puede sufrir un deterioro como consecuencia de los cambios de humedad, si existe agua en las discontinuidades, debe atribuirse a la calidad de las superficies de las discontinuidades un grado inmediatamente inferior al que aparentemente poseen.

Cuando se determina el valor del *GSI* a partir de las observaciones realizadas en un frente en el que el macizo rocoso se encuentra severamente dañado por voladuras, para compensar el efecto de éstas se debe subir el índice *GSI* una fila. Por ejemplo, si de las observaciones efectuadas en un frente en donde el macizo rocoso está dañado por voladuras y meteorizado se obtiene una clasificación “formado por muchos bloques-mala”, realmente el macizo rocoso será del tipo “formado por bloques-media”.

Para resolver con mayor rigor el caso anteriormente expuesto es conveniente disponer de testigos de sondeos que muestren cómo es la meteorización del macizo

rocoso al nivel de la obra y cuál es su estado cuando no está afectado por las voladuras; esto último se puede ver también si se observa un frente en el que las voladuras se han efectuado mediante técnicas de pre-corte o recorte.

### **Uso de la clasificación del macizo rocoso para la estimación del GSI**

Clasificación RMR de Bieniawski de 1976

*Hoek* (1995), a partir del valor del índice *RMR* de *Bieniawski* de 1976, el valor final llamado *RMR*<sub>76</sub>, puede luego ser usado para estimar el valor del *GSI*:

$$\text{Para } RMR_{76} > 18 \qquad \qquad \qquad \mathbf{GSI = RMR_{76}}$$

Para  $RMR_{76} < 18$  la clasificación de *Bieniawski* de 1976 no puede ser usado para estimar el *GSI*.

Clasificación RMR de Bieniawski de 1989

La clasificación de *Bieniawski* de 1989, puede ser usado para estimar el valor del *GSI*. El valor final, llamado *RMR*<sub>89</sub>, puede luego ser usado para estimar el valor del *GSI*.

$$\text{Para } RMR_{89} > 23 \qquad \qquad \qquad \mathbf{GSI = RMR_{89} - 5}$$

Un valor de  $RMR_{89} < 23$  no puede ser usado para estimar el *GSI*.

#### **2.2.4. Esfuerzos in situ y esfuerzos inducidos**

La roca en profundidades está sujeta a esfuerzos resultantes del peso del estrato que yace encima y de esfuerzos confinados de origen tectónico. Cuando una abertura minera es excavada en esta roca, los esfuerzos de campo son localmente desestabilizadas y un nuevo conjunto de esfuerzos son inducidos en la roca que rodea la abertura. Un conocimiento de las magnitudes y direcciones de estos esfuerzos inducidos e *in situ* es un componente esencial en el diseño de excavaciones subterráneas dado que, en muchos casos, la resistencia de la roca es

excedida y el resultado de inestabilidad puede tener serias consecuencias en el comportamiento de las aberturas mineras.

#### 2.2.4.1. Esfuerzos in situ

Considerando un material rocoso a una profundidad de 1 000 m debajo de la superficie. El peso de la columna vertical de roca reposando sobre este material es el producto de la profundidad y el peso específico del macizo rocoso que está encima (normalmente alrededor de 2,7 TM/m<sup>3</sup> ó 0,027 MN/m<sup>3</sup>). Por lo tanto, el esfuerzo vertical en el material es 2 700 TM/m<sup>2</sup> ó 27 MPa. Este esfuerzo es estimado a partir de una simple relación: (*Hoek, Kaiser, & Bawden, 1995*).

$$\sigma_v = \gamma * z$$

Donde:

$\sigma_v$  = esfuerzo vertical

$\gamma$  = peso específico de la roca que está encima

$z$  = profundidad bajo la superficie

La medida de esfuerzos verticales en varias obras mineras y civiles alrededor del mundo confirman que esta relación es válida, aunque como muestra la Figura 10 hay una significativa cantidad de dispersión en las mediciones.

“Los esfuerzos horizontales actuando en un material rocoso a una profundidad  $z$  bajo la superficie son mucho más difíciles de calcular que los esfuerzos verticales. Normalmente, la relación del promedio de esfuerzo horizontal con el esfuerzo vertical es representado por la letra  $k$  como:

$$\sigma_h = k * \sigma_v = k * \gamma * z$$

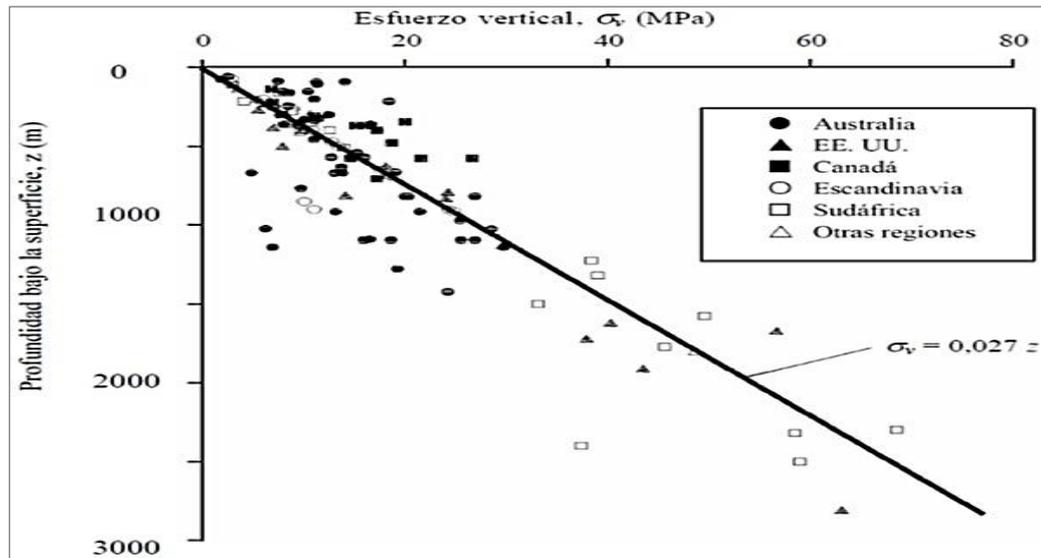


Figura 10. Esfuerzos verticales medidos de proyectos mineros y civiles alrededor del mundo.

Fuente; Hoek & Brown, 1980

Ramirez Oyanguren & Alejano Monge (2004), en la Figura 11 se presentan en una gráfica los valores del coeficiente  $k$  (relación de esfuerzos) en función de la profundidad, a partir de la recopilación de datos realizada. De ella se puede deducir que la relación de tensiones tiende a ser baja a grandes profundidades ( $0,5 < k < 1,5$ ), pudiendo aumentar de manera significativa a profundidades menores ( $k > 1,5$ ).

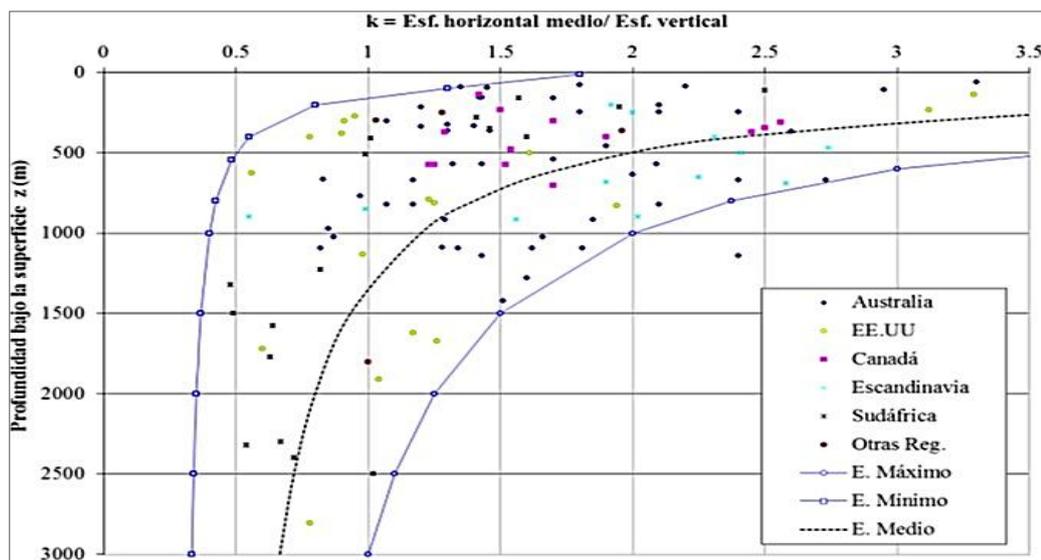


Figura 11. Relación de esfuerzos en función de la profundidad, a partir de medidas del campo tensional natural recopiladas por Hock & Brown 1980.

Fuente; Hoek & Brown 1980.

Sheorey (1994) desarrolló un modelo de distribución de tensiones termo-elasto-estático a escala terrestre, que tiene en cuenta la curvatura de la corteza y la variación de las constantes elásticas, las densidades medias y los coeficientes de expansión térmica a través del manto y la corteza.

A partir de este modelo obtuvo una ecuación sencilla en la que se observa la dependencia de la tensión horizontal de las constantes elásticas de los materiales, que sirve para realizar una estimación inicial de la relación de tensiones  $k$ , esta ecuación es la siguiente:

$$K = 0,25 + 7 * E_m \left( 0,001 + \frac{1}{z} \right)$$

Donde  $E_m$  es el módulo elástico de Young del macizo rocoso suprayacente a la zona de estimación en dirección horizontal y en unidades GPa y  $z$  es la profundidad de la misma en metros. Esta dirección de medición es importante particularmente en rocas sedimentarias laminadas, en las cuales el módulo de deformación puede ser significativamente diferente en diferentes direcciones. Un gráfico de esta ecuación es dado en la Figura 12 para un rango de módulo de deformación. Las curvas que relacionan  $k$  con la profundidad  $z$ . Por lo tanto, la ecuación 2.3 es considerado para proporcionar una base fiable para la estimación del  $k$ .

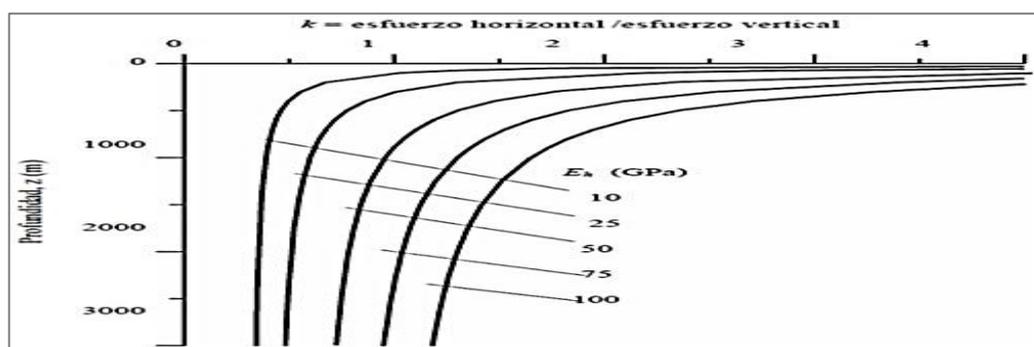


Figura 12. Relación de esfuerzo horizontal con vertical en función de la profundidad para diferentes módulos de elasticidad horizontal basado en la ecuación de Sheorey.

Fuente; Sheorey 1994.

#### 2.2.4.2. Análisis de esfuerzos inducidos

*Hoek, Kaiser & Badwen* (1995), cuando una abertura subterránea es excavada en un macizo rocoso comprimido, los esfuerzos en los alrededores de la nueva abertura son redistribuidos. Considerar el ejemplo de los esfuerzos inducidos en la roca alrededor de un túnel como el mostrado en la Figura 13 mostrando un corte vertical perpendicular al eje del túnel.

Antes que el túnel sea perforado, los esfuerzos *in situ*  $\sigma_v$ ,  $\sigma_{h1}$  y  $\sigma_{h2}$  son uniformemente distribuidos en el corte de roca. Después de remover la roca para la construcción del túnel, los esfuerzos en los alrededores inmediatos del túnel cambian y nuevos esfuerzos son inducidos. Tres esfuerzos principales  $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$  y  $\sigma_3$  actuando en un material de roca son mostrados en la Figura 13. La convención usada en mecánica de rocas es que los esfuerzos compresivos son siempre positivos y los tres esfuerzos principales son numerados tal que  $\sigma_1$  es el mayor y  $\sigma_3$  es el menor de los tres (algebraicamente). La Figura 13 muestra los esfuerzos principales  $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$  y  $\sigma_3$  inducidos en un material rocoso cerca de un túnel horizontal sujeto a esfuerzos verticales *in situ*  $\sigma_v$ , un esfuerzo horizontal *in situ*  $\sigma_{h1}$  en un plano perpendicular al eje del túnel y un esfuerzo horizontal  $\sigma_{h2}$  paralelo al eje del túnel

#### 2.2.5. Resistencia de roca intacta y macizo rocoso

Uno de los mayores problemas en el diseño de aberturas subterráneas es acerca de la estimación de propiedades de resistencia y deformación del macizo rocoso *in situ*. En el caso de macizos rocosos fracturados, una evaluación de estas propiedades presenta formidables problemas teóricos y experimentales. Sin embargo, dado que esta incógnita es de fundamental importancia en casi la mayoría de los diseños relacionados a excavaciones en roca, es esencial que algunos ensayos

se realicen para estimar estas propiedades de resistencia y deformación y que estas estimaciones deberían ser tan realistas y fiables como sea posible.

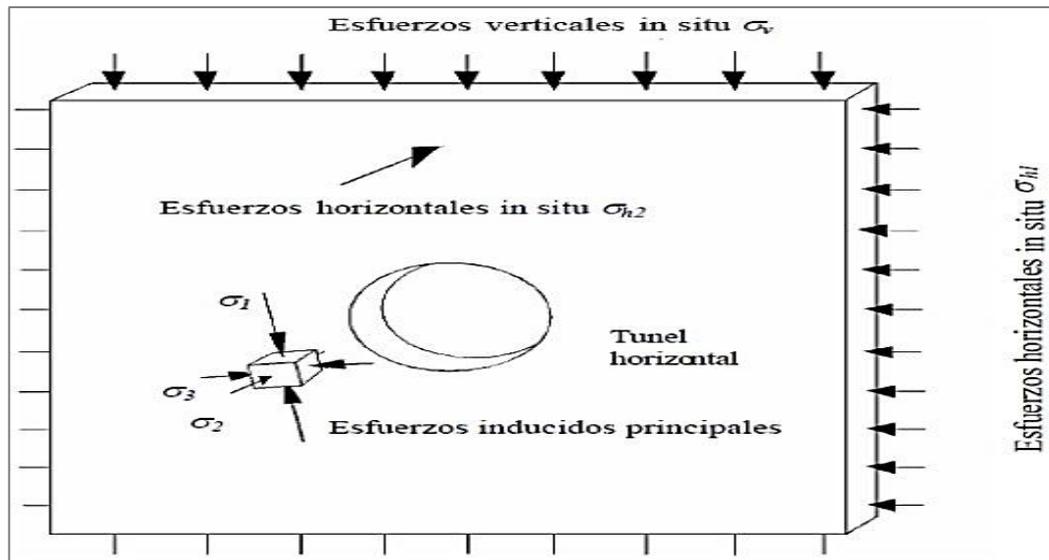


Figura 13. Ilustración de esfuerzos inducidos e in situ.

Fuente; Hoek, Kaiser & Badwen, 1995

### 2.2.5.1. Criterio de rotura generalizado de Hoek-Brown

La ingente aplicación práctica del criterio de *Hoek-Brown* en la ingeniería práctica de macizos rocosos durante las décadas de los 80 y los 90, llevó a que se pusieran de manifiesto algunas problemáticas en lo que concierne por ejemplo, a su utilización para macizos rocosos de mala calidad, etc., esto fue llevando a los autores a ir realizando actualizaciones periódicas para ir superando estos desajustes de la cual la última versión, el criterio de rotura de *Hoek-Brown* generalizado se expresa como:

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

Donde  $\sigma_1$  y  $\sigma_3$  corresponden al esfuerzo principal mayor y menor al momento de la falla,  $\sigma_{ci}$  es la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta,  $m_b$  es un valor deducido de la constante de la roca intacta  $m_i$ , que vendrá dada por:

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

$s$  y  $a$  son constantes propias del macizo rocoso que vendrán dadas por las siguientes expresiones:

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

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

$D$  es un factor que depende del grado de perturbación al que haya sido sometido el macizo rocoso debido a los daños originados por la voladura y relajación tensional. Este parámetro variará entre 0 para roca macizos rocosos *in-situ* intactos hasta 1 para macizos rocosos muy perturbados. La resistencia a compresión simple del macizo rocoso propiamente dicho se podrá obtener haciendo  $\sigma_3 = 0$ , lo que da:

$$\sigma_c = \sigma_{ci} * s^a$$

Y recomiendan calcular la resistencia a tracción biaxial del macizo como:

$$\sigma_1 = - \frac{s * \sigma_{ci}}{m_b}$$

Que proviene de hacer  $\sigma_1 = 0$  y  $\sigma_3 = \sigma_t$ .

### Propiedades de roca intacta

Para los bloques de roca intacta que conforman el macizo rocoso, la ecuación se simplifica a: (Hoek et al, 2002).

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(m_i \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + 1\right)^{0.5}$$

Siempre que fuera posible, el valor de  $\sigma_{ci}$  debe ser determinado por ensayos de laboratorio en núcleos de aproximadamente 50 mm de diámetro y 100 mm de longitud. En algunos casos, donde las piezas individuales de roca intacta son muy pequeñas para los ejemplos aceptados de ese tamaño, núcleos con diámetro más pequeño pueden ser ensayados. Cuando el tiempo o presupuesto restringidos

no permiten un programa de ensayos triaxiales a ser realizados, los valores de las constantes  $m_i$  y  $\sigma_{ci}$  pueden ser estimados sobre análisis de resultados de ensayos triaxiales en roca intacta. El parámetro  $D$ , grado de alteración (*Disturbance Factor*), que determinará la resistencia del macizo se podría estimar según *Hoek* (2002) propuesta a partir de la experiencia en diseño de túneles y taludes de múltiples autores. Los autores de esta tabla indican que el valor de  $D$ , finalmente dependerá de muchos factores, y que tal vez nunca sea posible cuantificarlos de manera precisa. Por tanto los resultados que en ella se indican son estimativos, debiéndose analizar en detalle cada caso particular.

#### **2.2.5.2. Aplicabilidad del criterio de rotura de Hoek-Brown a los macizos rocosos**

El criterio de rotura de *Hoek-Brown* sólo se puede aplicar al material rocoso intacto o a los macizos rocosos fracturados que puedan ser considerados homogéneos e isotropos. El criterio funciona bien en aquellos macizos rocosos cuya resistencia está controlada por bloques angulares de rocas duras bien encastradas.

No se debe aplicar en macizos rocosos cuyas propiedades estén controladas por una sola familia de discontinuidades como los estratificados, para los que resultaría más adecuado utilizar criterios como el de juntas ubicuas que aparecen en determinados códigos y que simula dos criterios de rotura diferentes en función de que la rotura se produzca a través de las discontinuidades de la familia que controla o domina el comportamiento del macizo (esquistosidad, estratificación) o a través del material.

Cuando aparecen dos familias muy marcadas de discontinuidades se debe utilizar el criterio de *Hoek-Brown* con cierta prudencia, así estaría bien aplicado en

el caso de que ninguna de las dos familias tenga un efecto dominante sobre la otra. En caso contrario, por ejemplo, si una de las familias de juntas tiene un relleno de arcilla y es manifiestamente más débil que la otra, no se debe usar este criterio

En la Figura 14, se muestran de manera gráfica las condiciones del macizo rocoso bajo las cuales se puede utilizar este criterio de rotura. Se presenta la estimación de los parámetros resistentes y de deformabilidad de los macizos rocosos en función de su estructura y de las condiciones de las juntas, según el criterio de *Hoek-Brown*. Como se observa en vez del índice de calidad *RMR* se utiliza el *GSI*.

Dichos autores pensaron que un criterio de rotura de macizos rocosos no podía considerarse sólido si no se relacionaba con una clasificación geomecánica. Aunque cuando se desarrolló este criterio de rotura existían ya las clasificaciones *RMR*, consideraron que éstas habían sido creadas para estimar el sostenimiento de túneles y excavaciones subterráneas, por lo que incluyen parámetros que no son necesarios para estimar las propiedades de un macizo rocoso que deben ser incluidas en un criterio de rotura.

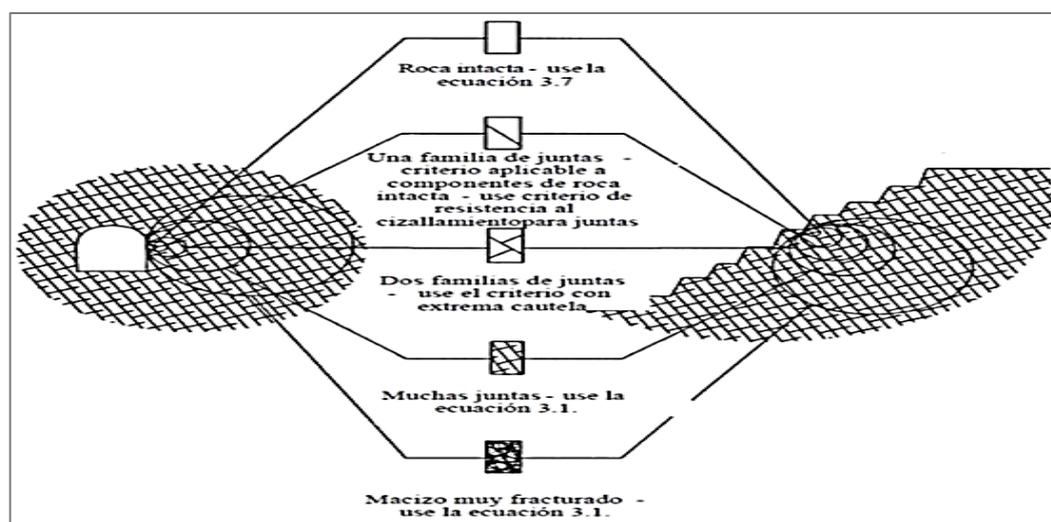


Figura 14. Condiciones de aplicabilidad del criterio de Hoek-Brown.

Fuente; Hoek, Kaiser & Bawden; 1995

### 2.2.5.3. Estimación del módulo de elasticidad del macizo rocoso ( $E_m$ )

Serafim & Pereira (1983) propusieron una relación entre el módulo de deformación in situ y la clasificación RMR de Bieniawski. Esta relación se basa en análisis retrospectivos de las deformaciones observadas en fundaciones de presas, y se ha encontrado que funciona bien para el caso de macizos rocosos competentes o de buena calidad geotécnica. Sin embargo, para muchos macizos rocosos poco competentes o de peor calidad geotécnica parece predecir valores excesivos para el módulo de deformación.

$$E_m [GPa] = 2 * RMR - 10$$

$$E_m [GPa] = 10^{\frac{RMR-10}{40}}$$

Al objeto de tener en cuenta la influencia de la resistencia de la roca intacta en macizos rocosos poco resistentes, *Hoek & Brown* propusieron una modificación de la fórmula de *Serafim & Pereira*, para aquellos casos en que la resistencia a compresión simple de la roca intacta quedara por debajo de 100 MPa, y en la que el *RMR* se sustituía por el *GSI*. Posteriormente, se propone una variación para poder introducir además una influencia del grado de perturbación del macizo rocoso *D*, con lo quedaría la ecuación.

$$E_m [GPa] = \left(1 - \frac{D}{2}\right) \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} * 10^{(GSI-10/40)}$$

$$E_m [GPa] = \left(1 - \frac{D}{2}\right) * 10^{(GSI-10/40)}$$

La ecuación (a) se utiliza cuando  $\sigma_c \leq 100$  Mpa y cuando  $\sigma_c \geq 100$  Mpa, utilizar la ecuación.

Finalmente, *Hoek & Diederichs* (2006) basándose sobre un análisis de un grupo de datos de China y Taiwan, una nueva relación entre el módulo de

deformación del macizo rocoso  $E_m$  y  $GSI$  es propuesto. La ecuación, simplificada depende solamente de  $GSI$  y  $D$ , y debe ser usado solamente cuando no se tiene información de las propiedades de roca intacta. La ecuación, la más completa incluye el módulo de deformación de roca intacta ( $E_i$ ). Una manera para estimar este módulo a partir de la resistencia de la roca intacta  $\sigma_{ci}$ , y el radio de módulo ( $MR$ ) es dada en la ecuación.

$$E_m [GPa] = 100 \left( \frac{1 - D/2}{1 + e^{(75 + 25 \cdot D - GSI/11)}} \right)$$

$$E_m = E_i \left( 0.02 \frac{1 - D/2}{1 + e^{(60 + 15 \cdot D - GSI/11)}} \right)$$

$$E_i = MR * \sigma_{ci}$$

#### 2.2.5.4. Estimación del coeficiente de Poisson del macizo rocoso ( $\nu_m$ )

Ramirez Oyanguren & Alejano Monge (2004), en lo que concierne al coeficiente de Poisson del macizo rocoso, hay que señalar que su influencia sobre los resultados de las simulaciones suele ser bastante pequeña, al mismo tiempo que lo es su gama de variabilidad natural (0,15-0,45), por lo que no se suele prestar demasiada atención a su estimación". Se puede estimar a priori, aunque de forma solamente estimativa, el valor del coeficiente de Poisson de un macizo rocoso a través de las tablas generales.

#### 2.2.5.5 Criterio de rotura de Mohr Coulomb

Dado que mucho software geotécnico está aún escrito en términos del criterio de rotura de *Mohr Coulomb*, es necesario determinar los ángulos de fricción y las resistencias cohesivas para cada macizo rocoso e intervalo de esfuerzos. Esto se hace ajustando una relación lineal media a la curva generada a partir de la ecuación para un intervalo de esfuerzo principal menor definido por  $\sigma_1 < \sigma_3 < \sigma_3'_{max}$ , tal como se ilustra en la Figura 15 El proceso de ajuste supone equilibrar

las áreas por encima y por debajo de la curva de *Mohr-Coulomb*. Esto da lugar a las siguientes ecuaciones para el ángulo de fricción  $\phi'$  y la resistencia cohesiva  $c'$ :

$$\phi' = \text{sen}^{-1} \left[ \frac{6am_b(s+m_b\sigma'_{3n})^{a-1}}{2(1+a)(2+a)+6am_b(s+m_b\sigma'_{3n})^{a-1}} \right]$$

$$c' = \frac{\sigma_{ci}[(1+2a)s+(1-a)m_b\sigma'_{3n}](s+m_b\sigma'_{3n})^{a-1}}{(1+a)(2+a) \sqrt{1 + \frac{6am_b(s+m_b\sigma'_{3n})^{a-1}}{(1+a)(2+a)}}}$$

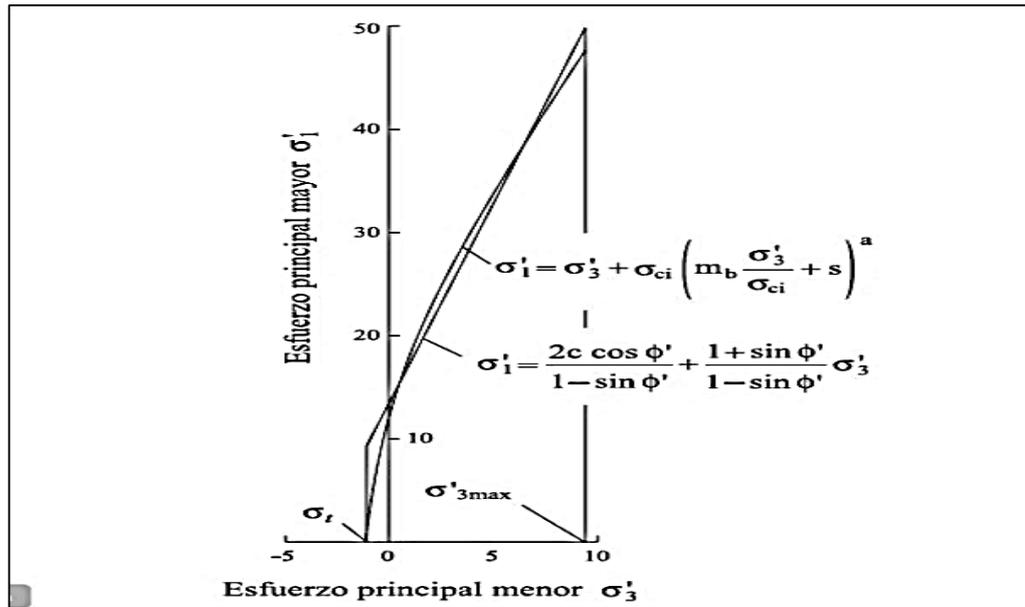


Figura 15. Relaciones entre esfuerzos principales mayores y menores para el criterio de Hoek-Brown y el equivalente de Mohr Coulomb.

Fuente; Hoek, 2002

### 2.3 Definiciones conceptuales

**Dimensionamiento.** - Darle un valor de en metros de ancho, alto, y longitud, tanto como a los pilares corridos y tajos.

**Pilares corridos.** - Estructura que separan los tajos de producción, estos en la longitud de explotación.

**Factor de seguridad.** - Es la resistencia del pilar, sobre los esfuerzos aplicados sobre pilar.

**Taladros largos.-** Método de explotación masivo, donde debe tener un nivel inferior y un nivel superior, tanto la perforación de taladros y voladura será de nivel a nivel.

**Nivel superior.-** Labor en preparación que tendrá una sección de 4 m x 4 m, y posteriormente se ampliará a la sección dimensionada.

**Nivel inferior.-** Labor en preparación que tendrá una sección de 4 m x 4 m.

## 2.4 Formulación de la hipótesis

### 2.4.1 Hipótesis general

- Con la evaluación geomecánica se podrá dimensionar los tajos finales en el sistema de explotación por taladros largos para garantizar un minado confiable en la Unidad minera Untuca Cori Puno SAC.

### 2.4.2 Hipótesis específica

- Una buena evaluación geomecánica podrá contribuir a realizar una mejor caracterización para el minado subterráneo en la unidad Minera Untuca Cori Puno SAC.
- El dimensionamiento adecuado de los tajos de explotación podrá contribuir al incremento de las reservas explotables, considerando la estabilidad de las excavaciones durante las operaciones en la Unidad Minera Untuca Cori Puno SAC.

### III. MATERIALES Y MÉTODOS

#### 3.1 Diseño metodológico

##### 3.1.1 Tipo de investigación

Según la intervención del investigador e de tipo descriptivo- exploratorio, según la planificación de la toma de datos es de tipo prospectivo, según el número de ocasiones en el que se mide la variable es de tipo longitudinal, según el número de variables es de tipo analítico.

##### 3.1.2 Diseño de la investigación

Descriptivo – Correlacional

DESCRIPTIVO, porque requiere e interpreta lo que es decir está relacionada a condiciones o conexiones existentes, efectos que se sienten o tendencias que se relacionan. CORRELACIONAL, porque busca identificar probables relaciones de influencia entre variables medidas, con la finalidad de observar la dirección o grado en que se relacionan, porque determinan la relación.

##### 3.1.3 Procedimiento de contratación de hipótesis

Se realizo el modelamiento numérico por números finitos, mediante el software Phase; en bases del método grafico de estabilidad utilizando el número de estabilidad y radio hidráulico y la teoría sobre el área tributaria, los cuales nos dan un factor de seguridad para el dimensionamiento de tajos, tanto en los tajos finales, pilares corridos y longitud final .

#### 3.2 Población y muestra

##### 3.2.1 Población

La población está conformada por la Mina Pomarani Unidad Minera Untuca de la empresa Cori Puno SAC.

### 3.2.2 Muestra

La muestra estará conformada por la zona de taladros largos de la Mina Pomarani de la Unidad Minera Untuca de la empresa Cori Puno SAC.

### 3.3 Operacionalización de variables

Tabla 1

*Operación de variables*

VARIABLES	INDICADORES	UNIDADES
Independientes	Propiedades físicas de la roca intacta del mineral y roca encajonante.	
	<ul style="list-style-type: none"> <li>Resistencia a la compresión uniaxial <math>\sigma_{ci}</math></li> </ul>	MPa
	<ul style="list-style-type: none"> <li>Peso específico <math>\gamma</math></li> </ul>	MPa/m
	<ul style="list-style-type: none"> <li>Módulo de elasticidad <math>E_i</math></li> </ul>	MPa
	Parámetros del manto mineralizado	
	<ul style="list-style-type: none"> <li>Potencia del manto</li> </ul>	m
	<ul style="list-style-type: none"> <li>Buzamiento del manto</li> </ul>	°
	<ul style="list-style-type: none"> <li>Profundidad</li> </ul>	m
	Caracterización del macizo rocoso	
	<ul style="list-style-type: none"> <li>Índice RQD</li> <li>Índice RMR</li> </ul>	% Adimensional
Dependiente	Dimensionamiento de componentes estructurales	
	<ul style="list-style-type: none"> <li>Maxima abertura de cámara [S]</li> </ul>	m
	<ul style="list-style-type: none"> <li>Ancho de pilar [Wo]</li> </ul>	m
	<ul style="list-style-type: none"> <li>Ancho de tajo [Wp]</li> </ul>	m
	<ul style="list-style-type: none"> <li>Esfuerzo sobre pilar [<math>\sigma_p</math>]</li> </ul>	MPa
	<ul style="list-style-type: none"> <li>Resistencia de pilares [Sp]</li> </ul>	MPa
	<ul style="list-style-type: none"> <li>Factor de seguridad [FS]</li> </ul>	Adimensional
	Esfuerzo in situ	
	<ul style="list-style-type: none"> <li>Esfuerzo horizontal [<math>\sigma_h</math>] y vertical [<math>\sigma_v</math>]</li> </ul>	MPa
	Resistencia del macizo rocoso	
	<ul style="list-style-type: none"> <li>Índice GSI</li> </ul>	Adimensional
	<ul style="list-style-type: none"> <li>Criterio de rotura de Hoek y Brown parámetros <math>m_b, s, a</math></li> </ul>	Adimensional
	<ul style="list-style-type: none"> <li>Criterio de rotura de Mohr Coulomb</li> </ul>	MPa
	<ul style="list-style-type: none"> <li>Cohesión [c]</li> </ul>	°
	<ul style="list-style-type: none"> <li>Angulo de fricción [<math>\phi</math>]</li> </ul>	
Propiedades físicas del macizo rocoso del mineral		
<ul style="list-style-type: none"> <li>Módulo de elasticidad [Em]</li> </ul>	GPa	
<ul style="list-style-type: none"> <li>Resistencia a la compresión uniaxial [<math>\sigma_c</math>]</li> </ul>	MPa	

Fuente: Elaboración Propia

### **3.4 Técnicas de recolección de datos**

Usando los datos ya existentes en anteriores estudios para realizar un modelamiento numérico mediante software, y el método gráfico de estabilidad así poder definir las dimensiones estables para una explotación por el método de taladros largos.

### **3.5 Caracterización del área de estudio**

#### **3.5.1. Mina Untuca**

##### **3.5.1.1 Ubicación y acceso**

La Unidad Untuca está situada en el paraje Cochapata, distrito de Quiaca, provincia de Sandia, departamento de Puno, en las estribaciones orientales de la Cordillera Oriental del Sur del Perú, con altitudes que van de 3900 msnm hasta 5000 msnm.

Es accesible desde la ciudad de Lima por vía aérea hasta la ciudad de Juliaca, con un recorrido de 880 km. También es accesible por carretera asfaltada por la vía Lima – Arequipa – Juliaca, con un recorrido de 1272 km. A partir de Juliaca existen tres alternativas para llegar a Mina Untuca. La primera por la vía Huancané (carretera asfaltada) – Cojata – Trapiche – Ananea – Untuca (carretera afirmada), con un recorrido de 225 km. La segunda por la vía Huancané – Putina – Ananea – Untuca, con un recorrido de 238 km. La tercera, por la vía Huancané siguiendo por los poblados de Azángaro – Muñani – Oriental – Ananea – Untuca, con un recorrido de 261 km.

La zona de Untuca presenta un clima de bajas temperaturas entre los meses Mayo a agosto, llegando hasta los  $-25^{\circ}\text{C}$ . La vegetación es incipiente, consecuencia del clima adverso, donde la principal vegetación es el ichu.

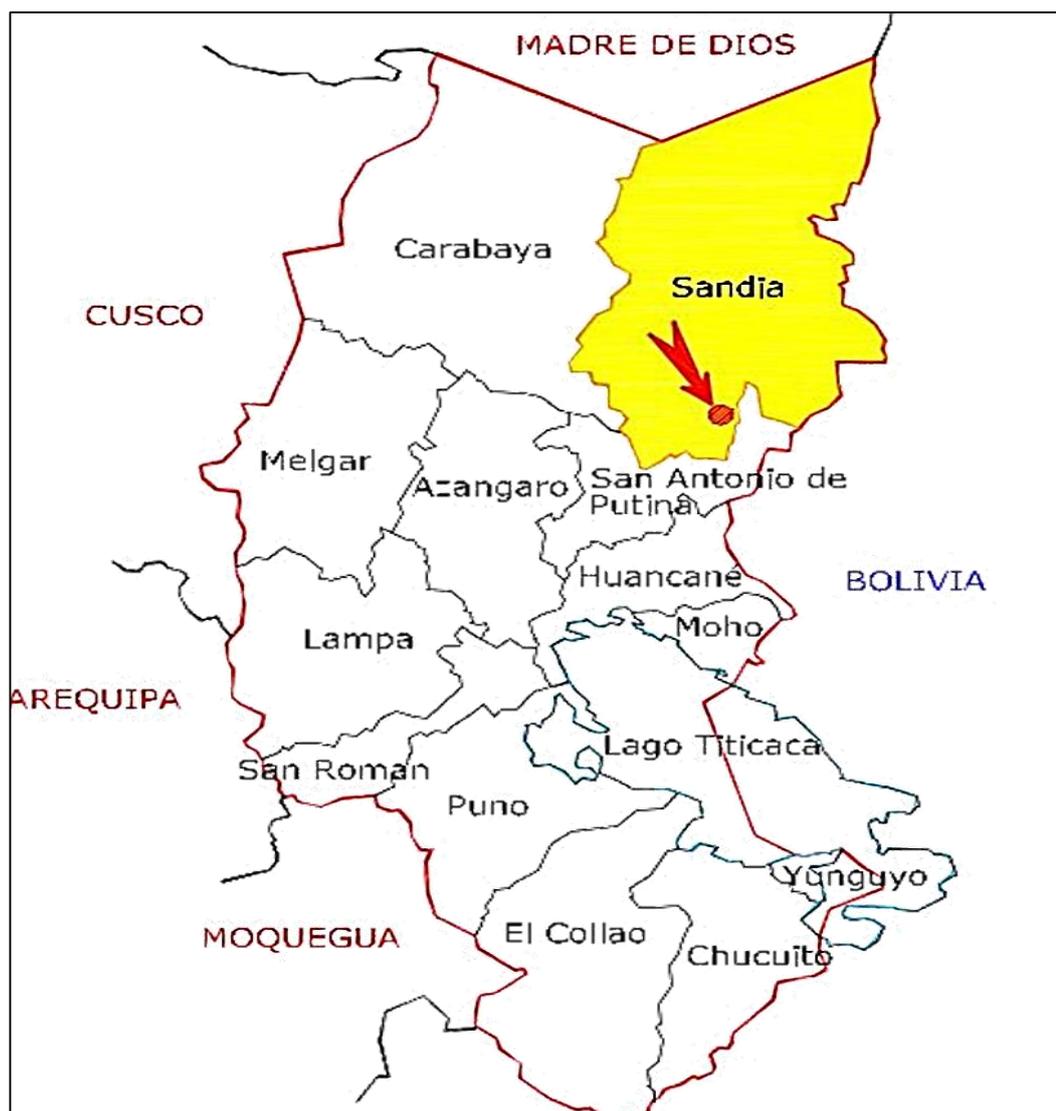


Figura 16. Plano de ubicación Mina Untuca.

Fuente; Área de Geología de Cori Puno SAC

### 3.5.1.2. Marco geológico

#### 3.5.1.2.1 Geomorfología

El área de estudio y zonas adyacentes presenta un relieve característico de ambiente de sierra (puna), en los cuales los procesos de geodinámica externa se han sobrepuesto a los procesos tectónicos más antiguos. Así, el desarrollo morfo-estructural Cretáceo - Cuaternario, ha dado lugar a la configuración de ciertas unidades geomórficas y relieves peculiares entre los que destacan lomas, valles y cumbres.

*Las lomas y colinas* se localizan por el lado Norte y Sur de la Unidad Untuca, estos son promontorios donde su morfología es ondulada, moderadamente agreste, con un talud entre los 30° a 40° con escasa vegetación y poca cobertura de suelo. En las zonas bajas se han formado acumulaciones de detritus y material fluvioglacial.

*Las zonas de depresión* se localizan al pie del flanco de la zona de alta cordillera, la cual presenta un relieve plano que ha sido rellenado por material morrénico y fluvioglacial y que posteriormente fue erosionado en diferentes niveles, dando como resultado una serie de planicies a diferente altitud.

*Las zonas de cumbres y glaciares* se caracterizan por un relieve muy abrupto, con crestas y aristas agudas producto de la acción glacial, debido a la presencia de altas montañas, han conformado una cadena que se prolonga tanto al NW como al SE. Estas montañas de crestas agudas corresponden a afloramientos de cuarcitas, filitas, esquistos y pizarras que conforman la Formación Sandia y Ananea. Estas rocas se encuentran plegadas, falladas y afectadas por un metamorfismo de bajo grado.

#### **3.5.1.2.2 Geología regional**

En el área de la Cadena Oriental Sur de la Cordillera de los Andes del Perú, afloran rocas sedimentarias del Paleozoico, integrado por la Formación Sandia, la más antigua y la Formación Ananea, que son secuencias de rocas monótonas de pizarras, cuarcitas y filitas.

#### **Formación Sandia (Os-s)**

Es la unidad litoestratigráfica más antigua del Paleozoico en el área. Fue definido inicialmente por Laubacher (1978) en el valle de Sandia, constituida por una

secuencia detrítica de pizarras oscuras e intercaladas con cuarcitas que van de metros a milímetros de ancho. Se ha catalogado como edad Caradociana del Ordovícico. Por tratarse de una sedimentación impuesta por las filitas y lutitas, cuyas estructuras internas corresponden a flaser bedding, lenticular bedding, wave bedding y otras, indicarían que la formación se habría sedimentado en un ambiente de llanura tidal.

### **Formación Ananea (SD-a)**

Fue denominada así por Laubacher (1978) en la cordillera Oriental. Consiste en una gruesa serie de esquistos pizarrosos con composición mineralógica de muscovita, cuarzo, sericita, clorita, que están afectados por un metamorfismo de tipo epizonal. Se intercala algunos bancos masivos de areniscas de grano fino. Sus contactos estratigráficos con la formación infrayacente están relacionados a un fallamiento inverso que muestra a la Formación Sandia cabalgando sobre la Formación Ananea, mientras que el contacto con la formación suprayacente no se observa. Catalogado perteneciente al Silúrico-Devónico.

### **Depósitos Cuaternarios**

Los depósitos cuaternarios se encuentran distribuidos en el área de estudio, como los depósitos morrénicos conformado por clastos sin ningún arreglo, disperso en una matriz limo-arcillosa-arenosa. En estos depósitos existen variaciones en la composición litológica de los clastos, dependiendo de su lugar de origen. Los depósitos morrénicos tienen una importancia económica debido a sus contenidos de placeres auríferos. Los depósitos aluviales están constituidos por limos y arcillas retrabajados de substratos pliocénicos. Los depósitos aluviales son producto de la meteorización del substrato rocoso el cual es transportado muy lentamente o en forma muy violenta por la acción fluvial y depositada en las depresiones. Los

depósitos coluviales se localizan al pie de los flancos de los cerros producto de la meteorización.

### **Rocas Intrusivas**

Se localizan al NW del área de estudio en el Cerro Utccuccaca, de composición granítico ácido que ha intruído a las rocas del Paleozoico Inferior (Formación Sandía). Probablemente controlada por un sistema de fallamiento de dirección NW. En la zona intruída se observan rocas esquistosas, producto del metamorfismo de contactos.

#### **3.5.1.2.3 Geología regional**

El yacimiento de Pomarani se encuentran localizados en la Formación Sandía. Estos sectores litológicamente están compuestos por rocas pizarras - filitas de color negro, de grosores milimétricos a centímetros, de aspecto lustroso en los planos de estratificación, originados por la presencia de muscovita y clorita. Estas filitas y pizarras están intercaladas con cuarcitas blancas y grises de grano fino a medio. El azimut de las capas es de  $N100^{\circ}-155^{\circ}E$  y buzamiento de  $7^{\circ}-22^{\circ}SW$ . Dichas rocas han sufrido fallamiento debido a esfuerzos tectónicos.

En la zona de estudio se observan depósitos morrénicos ubicados alrededor de la laguna Ananea, originados por la acción glaciaria, constituido por material removido y acarreado por el hielo, integrado por bloques sub-angulosos de filitas, pizarras, cuarcitas, cuarzos, envueltos en una matriz arenosa-arcillosa.

También se observan depósitos aluviales conformados por gravas y arenas de filitas, pizarras, cuarcitas, limos y arcillas en espesores variables y depositados en quebradas.

Finalmente se observan depósitos coluviales localizados en las zonas La Torre, Llactapata, Lomada, Gallocunca y Pomarani, depositadas como producto de la meteorización del sustrato rocoso, el cual es transportado por el viento o por la gravedad, compuestos por partículas finas a gruesas que engloban a clastos y bloques angulosos a subangulosos del mismo sustrato.

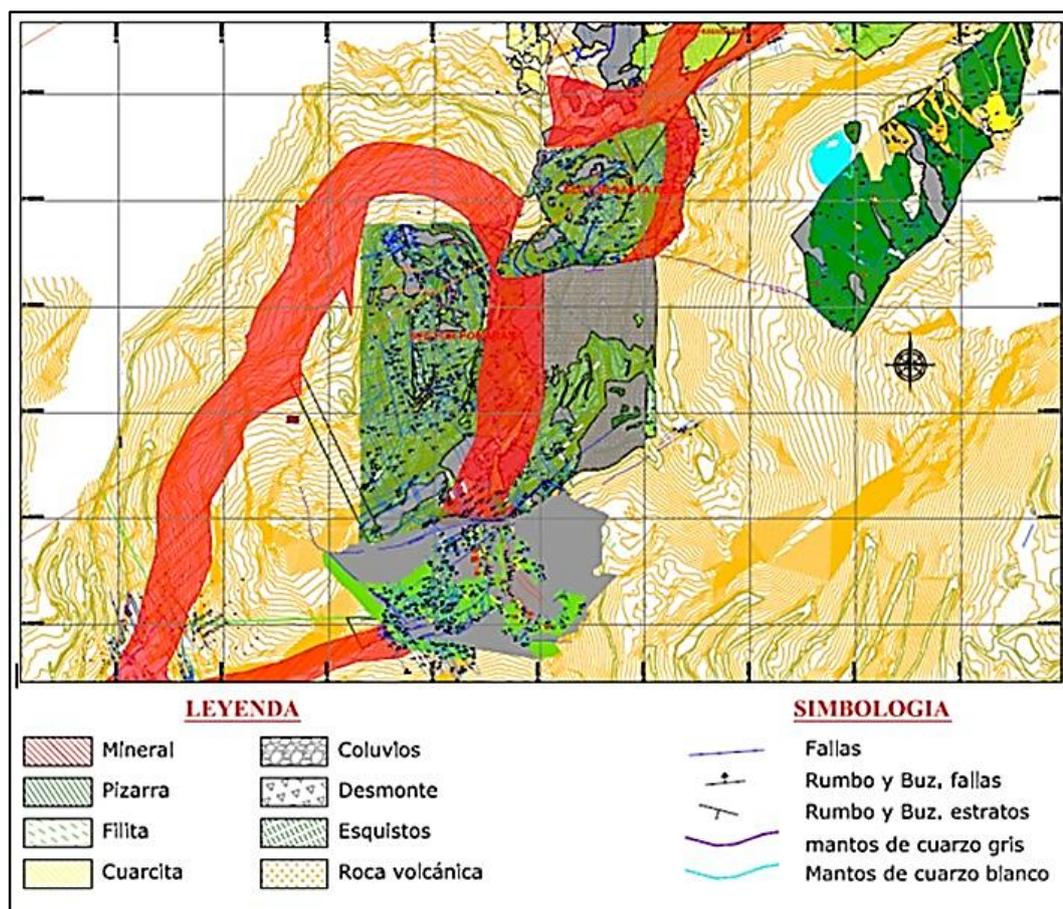


Figura 17. Plano geológico superficial.

Fuente; Área de geológica de Cori Puno SAC

### 3.5.1.2.4 Geología local

El área de estudio ha sido afectada desde el Paleozoico hasta el Cretácico por esfuerzos compresivos y tensionales a través del tiempo, los cuales han producidos áreas de cizallamientos y plegamientos que originaron zonas de debilidad en donde se emplazaron soluciones mineralizadas. Este fallamiento es

controlado principalmente por la falla San Miguel, la cual es una falla inversa, de bajo ángulo que aflora al Oeste de la zona, tiene buzamiento de  $30^{\circ}\text{E}$ , con espesor de 80 m, de forma simoidal, que se encuentra rellenada en un primer evento por feldespatos, luego por cuarzo hialino y posteriormente por diseminado por pirita asociado a cuarzo gris y cuarzo euhedral hialino. Esta falla limita la mineralización hacia el Oeste como a la zona inferior.

Existen otras fallas hacia el Este como la falla Constanza de dirección E-W con buzamiento  $88^{\circ}\text{S}$ , la falla Pomarani con rumbo  $\text{N}255^{\circ}\text{E}$ , con buzamiento  $82^{\circ}\text{SE}$ . Se presentan fallas paralelas a estas, entre las más importantes son las fallas Bertha con rumbo de  $\text{N}250^{\circ}\text{E}$  y buzamiento de  $88^{\circ}\text{-}85^{\circ}\text{NW}$  y la falla Santos con rumbo  $\text{N}260^{\circ}\text{E}$  y buzamiento  $85^{\circ}\text{SE}$ , las cuales son fallas inversas. También se presentan fallas tensionales que cortan a las anteriores con rumbo N-S y buzamiento  $40^{\circ}\text{-}85^{\circ}\text{E}$ . Se ha observado la presencia de fallamiento en bloques, que originaron una reactivación después de la mineralización del oro, debido a que algunos mantos mineralizados terminan en fallas, donde algunas tienen a veces saltos verticales de hasta 15 m. Entre la falla San Miguel y las anteriores mencionadas existe alrededor de nueve fallas con una separación aproximada de 20 m, presentando fuerte fracturamiento, con dirección  $\text{N}320^{\circ}\text{-}340^{\circ}\text{E}$  y buzamiento  $75^{\circ}\text{-}88^{\circ}\text{NE}$  con desplazamiento vertical de 0.03 a 0.10 m, el cual es el causante del intenso fallamiento perpendicular y cortante al fallamiento NW-SE.

La zona de Pomarani está controlada por el sistema de fallas de rumbo Noroeste (sistema Andino). La presencia de fallas tensionales es muy importante, ya que en estos sectores hay concentración de valores de oro. En el sector Santa Rosa, las rocas existentes han sufrido fallamiento en direcciones NW y NE debido a esfuerzos tectónicos producidos por la fase Eohercinica. El área está controlada

por la falla Santa Rosa con dirección N335° y buzamiento 43°NE y otras de menor magnitud. En las fallas hay mantos y venillas de cuarzo jarosita y goetita.

El sistema de fallas secundarias y de tercer orden Noroeste se encuentra mayormente relleno de cuarzo lechoso, cuarzo hialino, clorita, jarosita, goetita y feldespatos. El cuarzo en estas fallas se presenta con textura masiva.

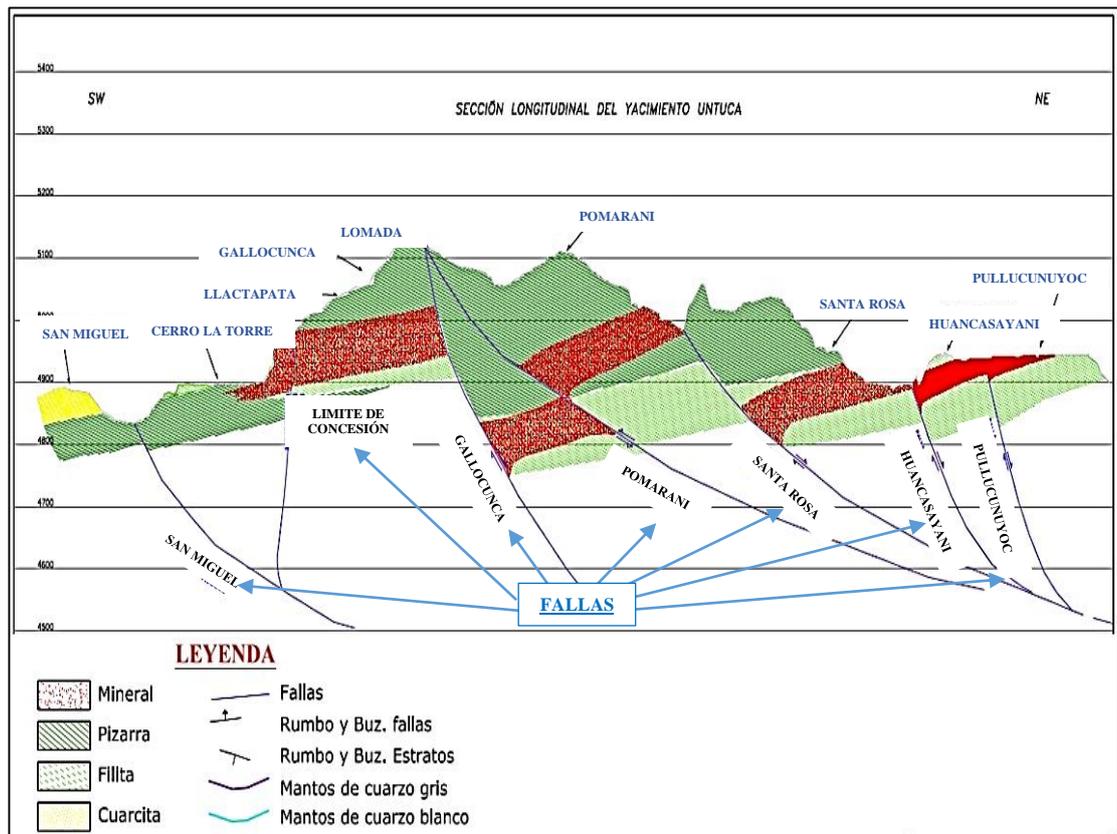


Figura 18. Geología longitudinal.

Fuente; Área de geológica de Cori Puno SAC

### 3.5.1.2.5 Geología económica

Este yacimiento es aurífero y es uno de los más importantes de la Cordillera Oriental del sur del Perú. El yacimiento es de tipo estratiforme, stock work y diseminado dentro de las rocas del Paleozoico Inferior.

La característica estructural del sistema son vetas, mantos y diseminaciones debido a la acción de productos hidrotermales que ascendieron por

medio de fracturas y microfracturas, llevando iones libres de oro y sulfuros. El oro se encuentra en los sulfuros de hierro, como metal libre diseminado en las rocas y dentro de los mantos de cuarzo gris ahumado, además existe oro blanco denominado calaverita, por ser de fluidos de teluros.

Entre los sulfuros se tiene los minerales como la pirrotita, que se encuentra en forma diseminada, en lentes, motas y acompañando a los mantos de cuarzo gris. La pirita, es común en la zona, se presenta en forma cúbica, se encuentra en las vetas, mantos, nódulos de cuarzo lechoso. La arsenopirita se encuentra acompañando a los sulfuros de fierro, plata y cobre. La estibina asociada a minerales de antimonio, plomo y en diseminados o en estructuras de mantos lenticulares de cuarzo gris emplazados en rocas filitas. La calcopirita, es la mena principal de cobre, se encuentra en pequeñas cantidades asociadas a la pirrotita, pirita, blenda, galena, esfalerita, etc. Es de origen hidrotermal. La galena existe en menor cantidad, asociada a los anteriores sulfuros. La blenda se encuentra en pequeñas cantidades. Los óxidos provienen de la oxidación de los sulfuros por reacciones químicas, en la zona su presencia es débil, entre los principales tenemos a la hematita, la limonita, la jarosita. En el sector de Pomarani la presencia de vetas, lentes, venillas y microvenillas de cuarzo lechoso - cuarzo gris - feldespato, cerca de la falla es un buen indicativo, por otro lado, los sulfuros diseminados a lo largo de la secuencia de pizarras y cuarcita, indica la continuidad de la mineralización en este sector.

### **Sector Pomarani**

Pomarani es un yacimiento aurífero que forma parte de la Mina Untuca, la mineralización tiene forma tabular a manera de un manto, con rumbo N20°W y buzamiento 15°SW, ocurre a partir de la cota 4890 msnm hasta los 4920 msnm. Las

dimensiones aproximadas según los planos y secciones proporcionadas por el personal de la mina son 385 m de ancho x 500 m de largo y la potencia promedio del paquete que alberga la mineralización económica es de 30 m. Figura 19.

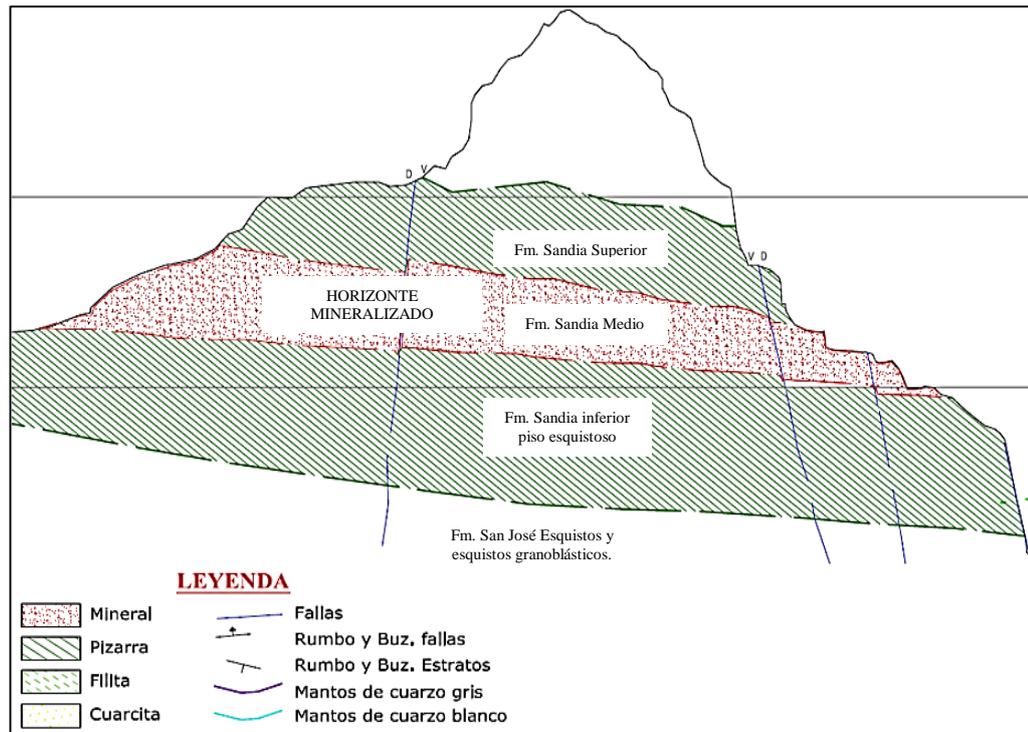


Figura 19. Geológica Económica Pomarani.

Fuente; Área de geológica de Cori Puno SAC

### 3.5.1.2.6 Rasgos geológicos

En el área de la Cadena Oriental Sur de la Cordillera de los Andes del Perú, afloran rocas sedimentarias del Paleozoico, integrado por la Formación Sandia, la más antigua y la Formación Ananea, que son secuencias de rocas monótonas de pizarras, cuarcitas y filitas.

De manera simplificada, la zona de Pomarani se encuentra localizada en la Formación Sandia y tiene como roca principal a la pizarra, dentro de la cual se aloja la mineralización, y a la vez hay intercalaciones de cuarzo gris, cuarzo blanco y cuarcitas.

### 3.5.1.3 Reservas minerales

#### 3.5.1.3.1 Cut Off Pomarani

La ley de corte (cut-off), será aquella ley mínima cuyo valor cubra todos los costos involucrados en el proceso de minado (producción, procesamiento y comercialización) y equivale al costo necesario para que la reserva mineral resulte económicamente rentable. El cut Off para los sectores Pomarani y Santa Rosa es de 1.20 g\_Au/t.

$$\text{Cut Off (Ley mínima \%)} = \frac{\text{costo de producción}}{\text{precio neto por recuperación}}$$

#### 3.5.1.3.2 Reserva mineral

Las reservas estimadas para sector Pomarani, se muestra la siguiente tabla.

Tabla 2  
*Reservas de Pomarani*

Sector	Mineral_t	Ley g_Au/t
Pomarani	555,731	1.68

Fuente: área de planeamiento

## IV. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

### 4.1 Resultados

#### 4.1.1 Condiciones geomecánicas

##### 4.1.1.1 Ubicación y potencia de mineralización

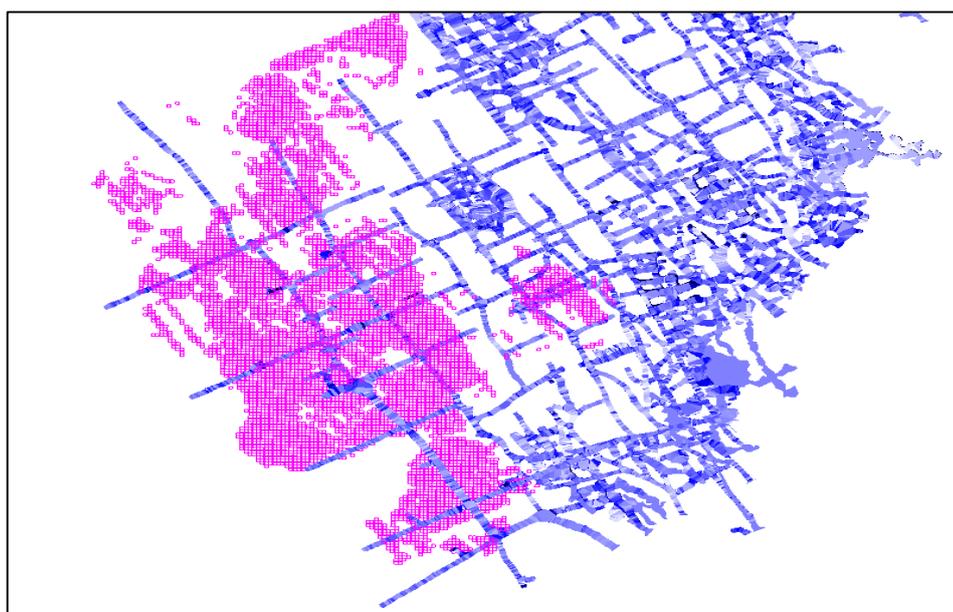


Figura 20. Modelo de bloques Pomarani Nv 4892

Fuente: Área de Geología Cori Puno SAC

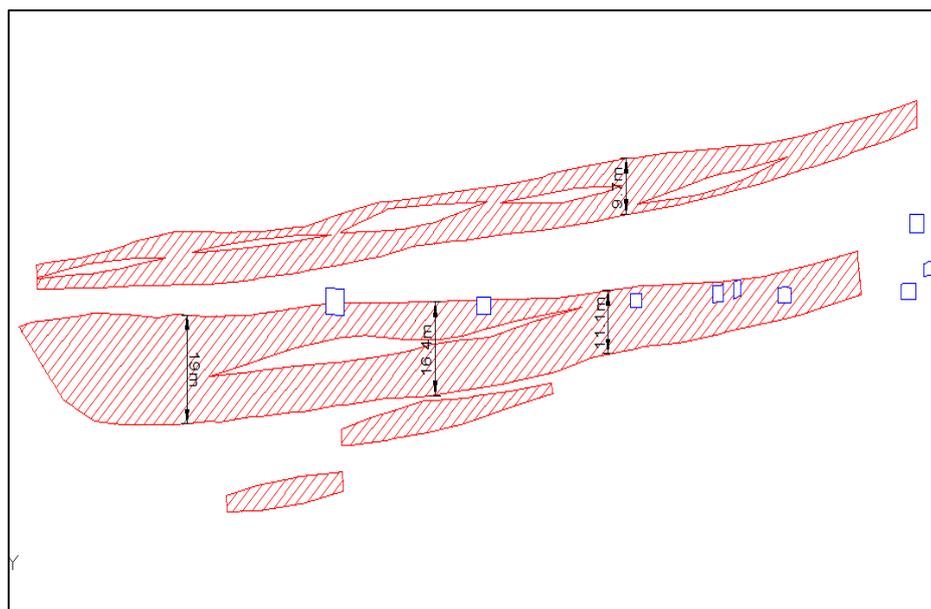


Figura 21. Potencia de horizontes mineralizados en promedio 14.0m

Fuente: Área de Geología Cori Puno SAC

#### 4.1.1.2 Distribución de discontinuidades.

Estructuralmente la zona Pomarani está controlada por el sistema de fallas de rumbo Noroeste (sistema Andino). El análisis de distribución de los sistemas de discontinuidades estructurales ha indicado que las características del arreglo estructural de la masa rocosa del yacimiento Pomarani está conformado por tres sistemas de discontinuidades. Ver Figura 22, 23, 24, 25 y tabla 3.

- a) El sistema 1 es un sistema sub horizontal de rumbo NNW y bajo buzamiento al SW. Este sistema está asociado a la estratificación y a la foliación de la roca pizarra, así como el buzamiento de los cuerpos mineralizados. Localmente el buzamiento varía de  $14^{\circ}$  a  $18^{\circ}$ , con espaciamiento entre discontinuidades entre 20.0 cm a 45.0 cm, con apertura menor a 1 mm.



Figura 22. Sistema de discontinuidades 1, estratificación con rumbo al NNW.

Fuente: Elaboración Propia

- b) El Sistema 2 es sub-paralelo al rumbo del Sistema 1 (NNW), con fallas de buzamiento variable de  $65^\circ$  a  $80^\circ$  de tipo normal presentando desplazamientos de hasta 2.40 m, probablemente influenciado por el arrastre de la falla Pomarani ubicado a 80.0 – 90.0m de la bocamina principal del Nv 4892; a este sistema se le puede atribuir el control de desplazamiento en los horizontes mineralizados y tienen como relleno material triturado de grano mediano y oxidado con espesores variables entre 6.0 cm a 30.0 cm, persistencia entre 50.0 m hasta centenas de metros; actúan como conductores de agua.



Figura 23. Sistema de discontinuidades 2, fallas con rumbo al NNW.

Fuente: Elaboración Propia

- c) El Sistema 3 (NE) es sub-ortogonal al rumbo del Sistema 1 y 2, son fallas sub-verticales presentándose en algunas zonas como normales y en otras como fallas de rumbo, tienen aspecto de grieta formado por esfuerzos tensionales locales. Presenta desplazamientos menores a 1.0m localmente; su relleno varía entre

material triturado de grano grueso y/o bloques medianos, con aperturas entre 30.0 cm a 90.0 cm, estas discontinuidades son los principales conductores de agua ya que su apertura inicia en superficie con persistencia de 150.0 a 300.0 m.



Figura 24. Sistema de discontinuidades 3, fallas con rumbo al NNW.

Fuente: Elaboración Propia

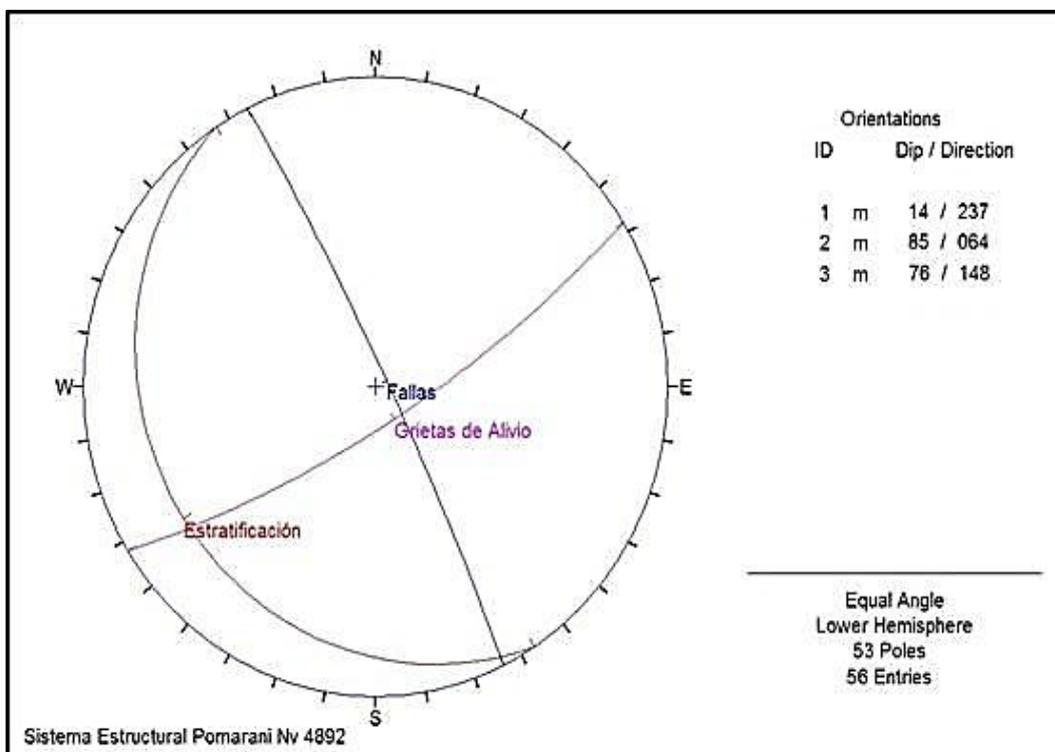


Figura 25. Arreglo estructural de la masa rocosa de la zona Pomarani Nv 4892.

(Fuente; elaboración propia.)

Tabla 3  
*Sistemas de discontinuidades estructurales principales.*

Descripción	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3
Rumbo/Buzamiento	N33°W / 14°SW	N26° / 85°NE	N58°E / 76°SE
Dir. Buzam/Buzam	237°/14°	064°/85°	148°/76°

Fuente: Elaboración propia.

#### 4.1.1.3 Clasificación geomecánica de la masa rocosa.

Para la clasificación geomecánica de la masa rocosa se utilizó el criterio de Bieniawski de 1989 (RMR – Rock Mass Rating o Valoración de la Masa Rocosa), el cual es modificado a fin de clasificar de manera más distintiva a la masa rocosa. El siguiente cuadro muestra el criterio utilizado.

Tabla 4  
*Criterio de clasificación de la masa rocosa*

Tipo de roca	Rango RMR	Rango Q	Calidad según RMR
II	> 60	> 5.92	Buena
IIIA	51 – 60	2.18 – 5-92	Regular A
IIIB	41 – 50	0.72 – 1.95	Regular B
IV	31 – 40	0.08 – 0.64	Mala
V	< 21	< 0.08	Muy mala

Fuente: Bieniawski 1989

Según este criterio, la calidad de la masa rocosa varía en un amplio rango, desde Mala (IV - RMR 21-40) hasta Buena (II - RMR 61-80), pasando por rocas de calidad Regular A (IIIA – RMR 51-60) y Regular B (III – RMR 41-50).

#### 4.1.1.4 Zonificación geomecánica del yacimiento

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa bajo estudio esté dividida en áreas de características estructurales y mecánicas similares, debido a que los criterios de diseño y

el análisis de los resultados serán válidos solo dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas similares.

A razón de esto, el personal del área de geomecánica ha realizado la zonificación geomecánica del yacimiento Pomarani, la cual es mostrada en la Figura 21. En este plano se puede apreciar que el mayor porcentaje de calidad de masa rocosa es Regular A (IIIA). Se observa que hay pequeños sectores donde la calidad es superior inferior variando desde calidad Mala (IV) hasta Buena (II). Figura 26.

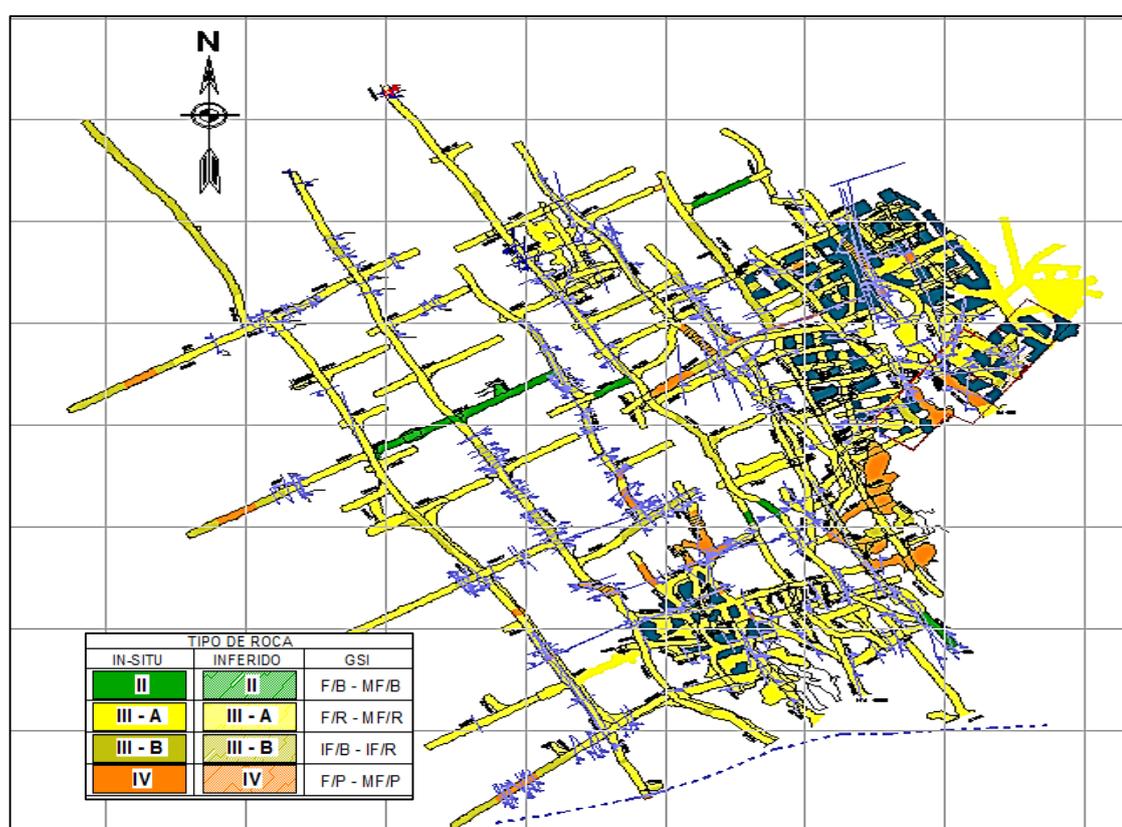


Figura 26. Plano de zonificación geomecánica – Pomarani Nv 4892.

Fuente; Área de Geomecánica de Cori Puno SAC

#### 4.1.1.5 Resistencia de la masa rocosa

A continuación, se presenta los parámetros de resistencia de la masa rocosa, los mismos que deberán ser utilizados para los cálculos de diseño.

**a) Resistencia a la roca intacta**

Tabla 5  
*Resultados de los ensayos con el martillo Schmidt*

Sector	Litología	Rango NR*	Rango $\sigma_c$ (MPa)	Prom. $\sigma_c$ (MPa)
	Filita	20 – 25	31 – 40	38
Pomarani	Pizarra y mineral	19 – 28	29 – 47	42

Fuente: Elaboración Propia  
NR\* Número de Rebote con el martillo Schmidt

Tabla 6  
*Resultados de los ensayos de carga puntual*

Sector	Litología	$I_s$ (MPa)	$\sigma_c$ (MPa)
	Pizarra	7.11	171
Pomarani	Mineral	8.11	195

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 7  
*Resultados de los ensayos de compresión triaxial*

Sector	Litología	“mi“	$\sigma_c$ (MPa)	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción (°)
	Pizarra*	4.4	159	6.22	23.85
Pomarani	Mineral	11.4	130	6.76	31.64

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 8  
*Resultados de los ensayos de tracción*

Sector	Litología	$\sigma_t$ (MPa)
Pomarani	Pizarra	19.6

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 9  
*Resultados de los ensayos de propiedades físicas*

Sondaje	Litología	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)	Densidad seca (g/cm <sup>3</sup> )
	Pizarra	0.689	0.249	2.768
Pomarani	Mineral	1.040	0.363	2.858

Fuente: Elaboración Propia

**b) Resistencia de las discontinuidades**

Tabla 10

*Resultados de los ensayos de corte directo en discontinuidades*

Sondaje	Litología	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción (°)
	Pizarra	0.092	27.70
Pomarani	Mineral	0.054	30.74

Fuente: Elaboración Propia

**c) Resistencia de la masa rocosa**

Tabla 11

*Propiedades de resistencia de la masa rocosa*

Litología	GSI*	$\sigma_c$ MPa	$\gamma$ (KN/ m <sup>3</sup> )	$m_i$	$m_b$	s	$E_{mr}$ MPa	v
Pizarra	50	100	2.8	8	1.100	0.0026	11563	0.25
Mineral	50	100	2.9	10	1.375	0.0026	11563	0.35

Fuente: Elaboración Propia

Donde:

GSI : Geological Strength Index  $GSI = RMR_{89} - 5$  $\sigma_c$  : Resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta $\gamma$  : Densidad de la roca intacta $m_i$  : Constante de la roca intacta $m_b$  : Constante de la masa rocosa

s : Resistencia del pilar

 $E_{mr}$  : Modulo de deformación de la masa rocosa

v : Relación de Poisson de la masa rocosa

**4.1.1.6 Esfuerzos in-situ**

Se ha estimado el esfuerzo vertical a partir del criterio de carga litostática (Hoek & Brown, 1978), considerando que la explotación llegará a profundidades de hasta 210 m en la zona Pomarani.

Según este criterio, el esfuerzo in-situ vertical para Pomarani alcanzaría los 5.6 MPa, estimándose la constante “k” (relación de los esfuerzos horizontal / vertical), según el criterio de Sheorey (1994) en 0.7 a 1.0, con ello el esfuerzo horizontal sería de 4.0 MPa.

Tabla 12  
*Esfuerzos in situ*

Profundidad (Esfuerzos in situ)		
Profundidad	210	m
Resistencia del pilar	0.02646	MPa/m
Esfuerzo vertical	5.6	MPa
Determinación de la constante <i>k</i>		
Constante <i>k</i>	0.7	
Profundidad (Esfuerzos in situ)		
Esfuerzo horizontal	4.0	MPa

Fuente: Elaboración Propia

$$k = 0.25 + 7 * E_{GPa} (0.001 + \frac{1}{Z})$$

$$\sigma_h = K * \sigma_v$$

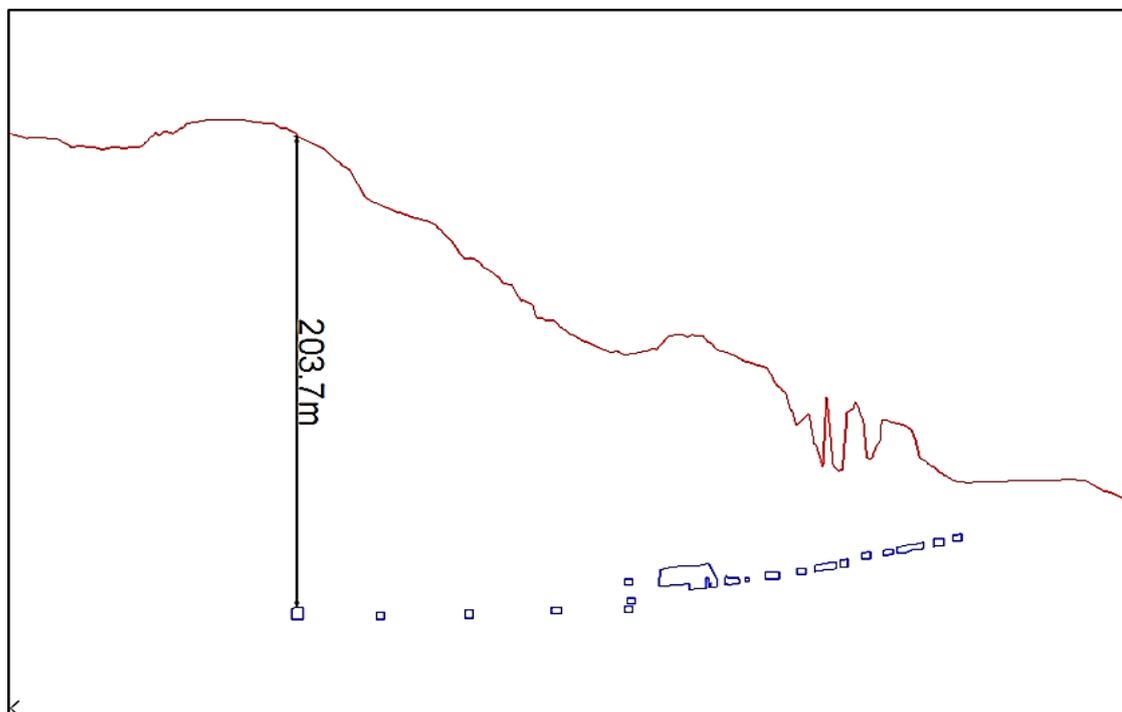


Figura 27. Encampane respecto a superficie Nv. 4892

Fuente: Elaboración propia

#### 4.1.2 Secuencia de explotación

El método de minado por taladros largos y pilares corridos, de acuerdo con la Figura 28, se contará con galerías de acceso en el nivel inferior y nivel superior, después se ejecutarán las galerías de preparación que tendrán la longitud de la mineralización o los límites de concesión.

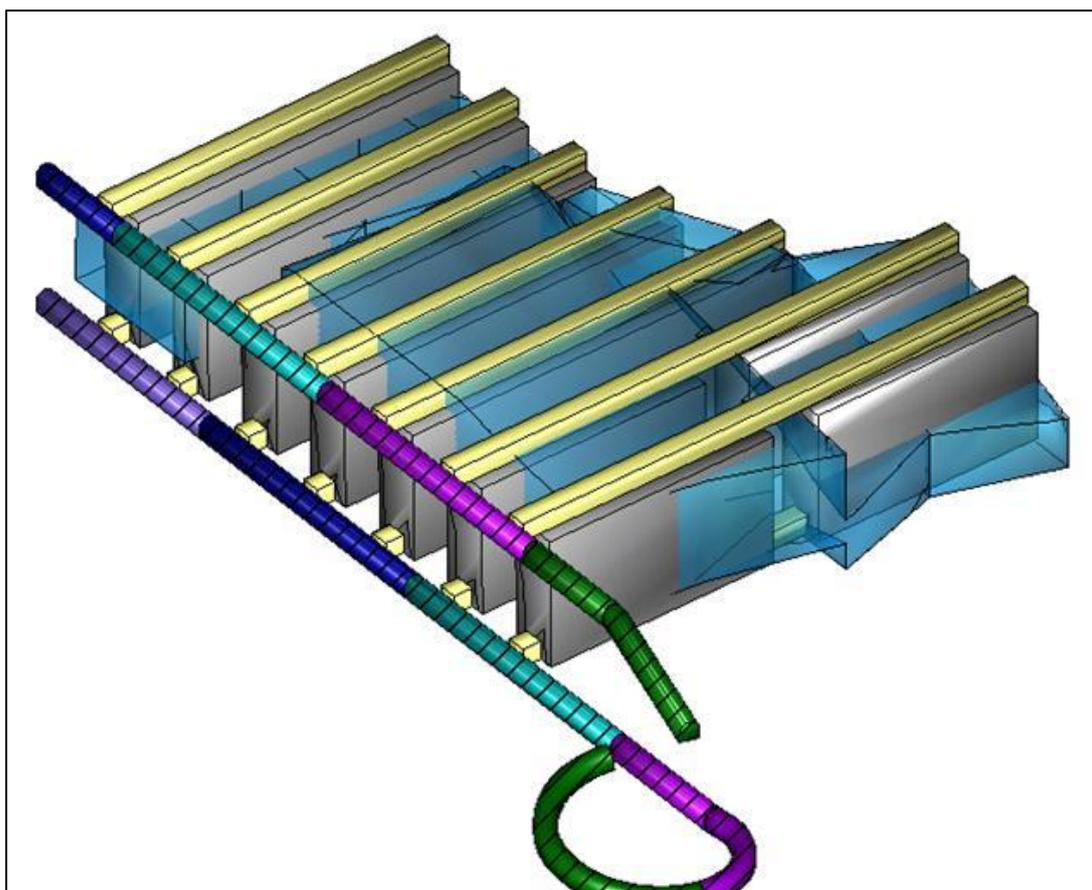


Figura 28. Ilustración del minado por taladros largos y pilares corridos.

Fuente; Área de planeamiento de Cori Puno SAC

##### 4.1.2.1 Preparación

Se realizará la preparación en el nivel inferior y en el nivel superior, el avance será sobre la mineralización, teniendo un puente de 6 m entre nivel y nivel. Las galerías de preparación tendrán una altura de 4 m. La altura final del tajo deberá llevarse a 14 m, son 14 m de mineralización económicamente rentable.

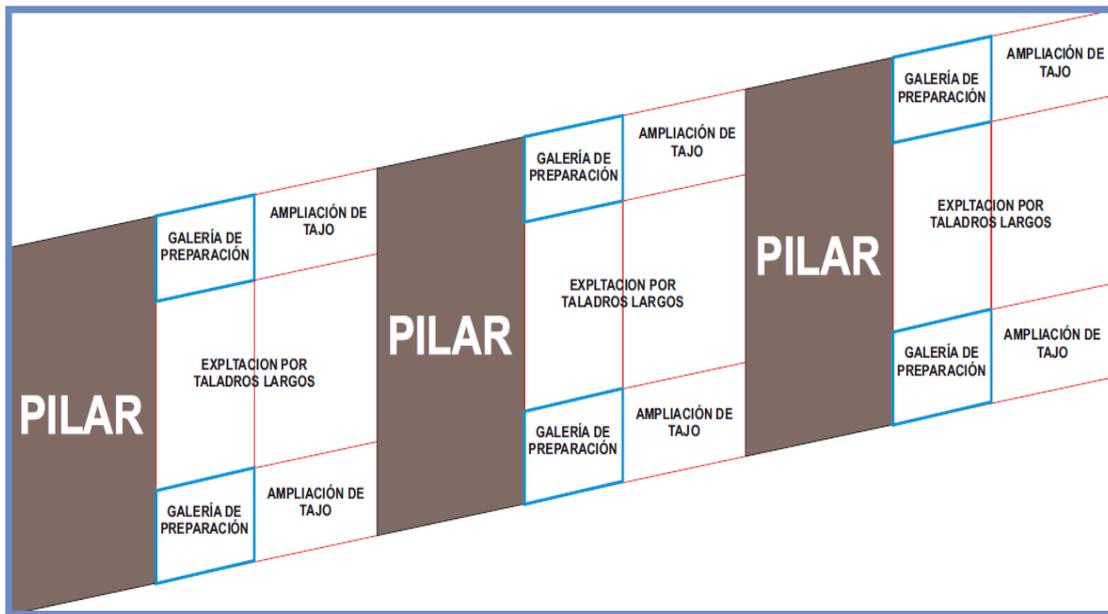


Figura 29. Secuencia de minado, preparación de galerías del nivel superior e inferior.

Fuente; elaboración propia.

#### 4.1.2.2 Ampliación

La ampliación de los tajos deberá ejecutarse al ancho del tajo final, el cual los veremos mas adelante, en la imagen incluye el sostenimiento con pernos Split set y malla electrosoldada de acuerdo a la recomendación geomecánica para labores permanentes y temporales; se incluye la perforación de taladros en forma negativa.

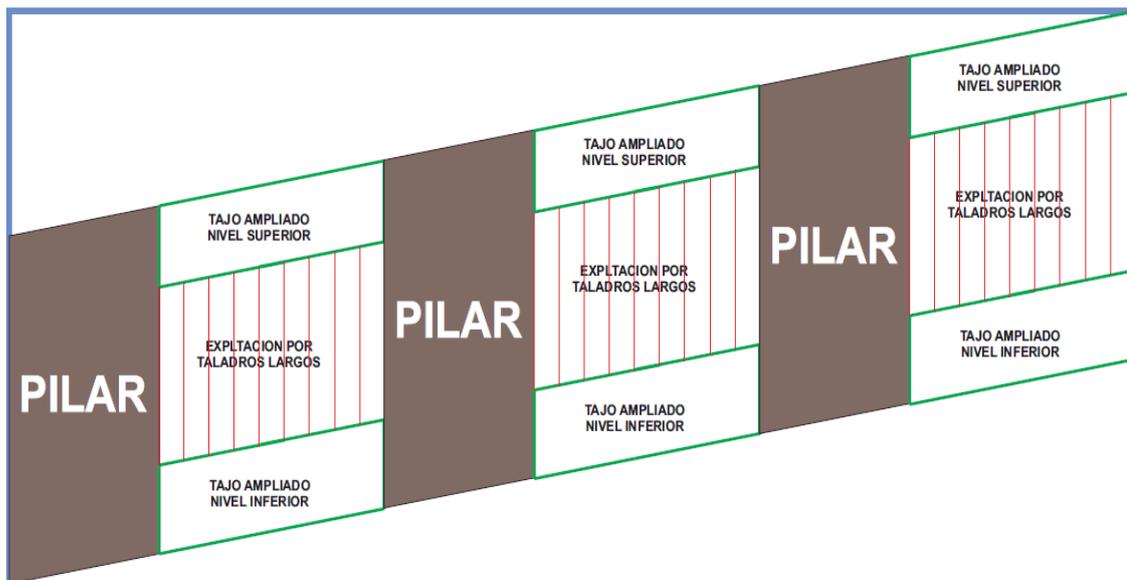


Figura 30. Secuencia de minado, ampliación de galerías del nivel superior e inferior.

Fuente: elaboración propia.

### 4.1.2.3 Tajo final

Se muestra los tajos finales posterior a la voladura de taladros largos, donde se aprecia que las dimensiones de los pilares corridos y tajos son de la misma dimensión, las cargas serán soportadas por los pilares.

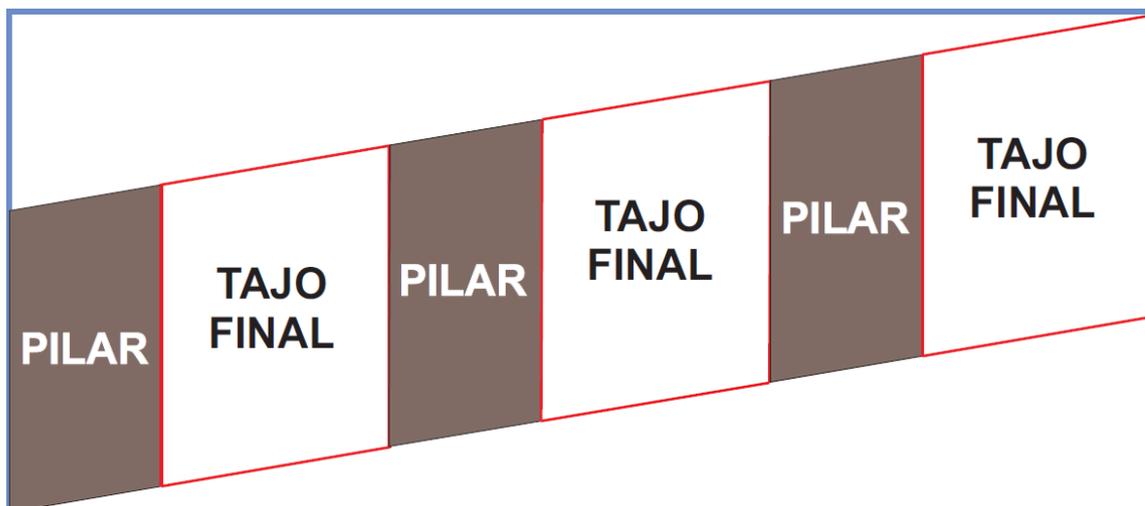


Figura 31. Secuencia de minado, tajos finales posterior a la explotación por taladros largos. (Fuente; Elaboración propia).

### 4.1.3 Dimensionamiento

#### 4.1.3.1 Método gráfico de estabilidad.

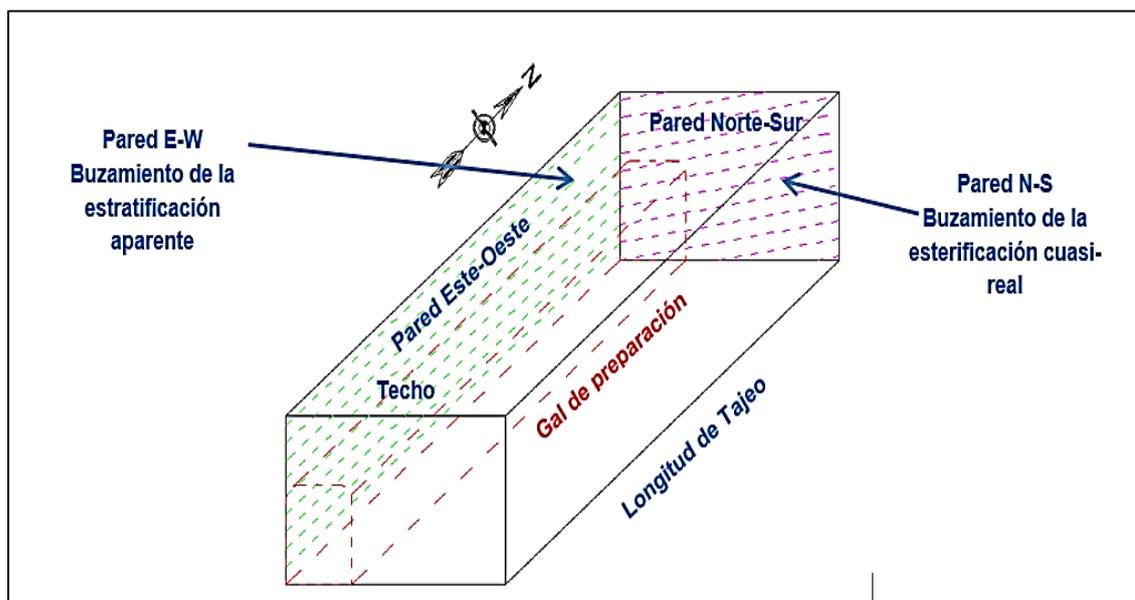


Figura 32 Esquema del tajo para el análisis con el “Método Gráfico de Estabilidad”

Fuentes: Elaboración propia

Tabla 13  
*Método gráfico de estabilidad para techo de tajos*

Superficie analizada												
Techo de tajos												
Ancho de tajeo	Ancho = 4m			Ancho = 6m			Ancho = 8m			Ancho = 10m		
Q'	1.852	1.852	1.852	1.852	1.852	1.852	1.852	1.852	1.852	1.852	1.852	1.852
Factor A	1.000	0.648	0.418	1.000	1.000	0.648	1.000	1.000	0.648	1.000	1.000	0.877
Factor B	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200
Factor C	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00
N'	0.74	0.48	0.31	0.74	0.74	0.48	0.61	0.74	0.48	0.66	0.74	0.65
S	1.84	1.92	1.96	2.14	2.65	2.83	2.00	3.16	3.70	2.06	3.57	4.29
Longitud	45	100	SR	15	45	SR	9	30	100	7	25	60
Cond. De Estabilidad	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS

Fuente: elaboración propia

Tabla 14  
*Método gráfico de estabilidad para paredes de tajos.*

Superficie analizada												
Paredes de tajos												
Altura de tajeo	Altura = 5m			Altura = 15m			Altura = 20m			Altura = 30m		
Q'	1.852	1.852	1.852	1.852	1.852	1.852	1.852	1.852	1.852	1.852	1.852	1.852
Factor A	1.000	0.648	0.418	1.000	1.000	0.648	1.000	1.000	0.648	1.000	1.000	0.877
Factor B	0.456	0.456	0.456	0.456	0.456	0.456	0.456	0.456	0.456	0.456	0.456	0.456
Factor C	2.90	2.90	2.90	2.90	2.90	2.90	2.90	2.90	2.90	2.90	2.90	2.90
N'	2.45	2.45	2.45	2.45	2.45	2.45	2.45	2.45	2.45	2.45	2.45	2.45
S	1.90	1.90	1.90	3.48	5.34	6.32	3.55	5.65	7.01	3.46	5.43	6.82
Longitud	SR	SR	SR	13	37	80	11	26	47	9	17	25
Cond. De Estabilidad	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS

Fuente: elaboración propia

#### 4.1.3.2 Método analítico de dimensionamiento

##### Teoría del área tributaria

El método convencional consiste en determinar por un lado los esfuerzos actuantes sobre los pilares corridos y por otro lado la resistencia que ofrecen éstos. La comparación de los esfuerzos actuantes y las resistencias disponibles proporcionan un factor denominado factor de seguridad (FS). 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.

Para el presente estudio se han estimado los esfuerzos actuantes utilizando el criterio del área tributaria y las resistencias se han estimado utilizando el criterio de Lunder y Pakalnis (1997). El factor de seguridad adecuado para el diseño de cámaras y pilares es mayor o igual a 1.4.

En el criterio del área tributaria utilizado, intervienen datos como la profundidad a la que se encuentra los mantos mineralizados, el peso específico de la masa rocosa y el ancho de los pilares y de las cámaras. En el criterio utilizado para la estimación de la resistencia de los pilares, intervienen datos como el volumen y forma geométrica de los pilares corridos (ancho y altura), resistencia de la roca, la profundidad del minado y unas constantes que reflejan las condiciones estructurales y geomecánicas de la roca. Ingresando los parámetros citados en el párrafo anterior se ha obtenido los siguientes resultados que son mostrados en la tabla 15.

Tabla 15  
Resultados del método analítico de dimensionamiento.

DIMENSIONAMIENTO DE TAJO Y PILARESCORRIDOS									
Ancho de pilar	Ancho de tajo	Altura de pilar	Profundidad a superficie	Peso específico	Esfuerzo en pilar corrido	Resistencia de la roca intacta	Resistencia del pilar	FOS	% de recuperación
Wp (m)	Wo (m)	H (m)	Zv	$\rho$ (MN/m <sup>3</sup> )	$\sigma_p$ (Mpa)	$\sigma_c$ (Mpa)	S	S/ $\sigma$	R
POMARANI									
4.0	10.0	14.0	150	0.028	14.70	100	37.04	2.52	71
4.0	10.0	14.0	170	0.028	16.66	100	32.68	1.96	71
4.0	10.0	14.0	210	0.028	20.58	100	26.46	1.29	71
5.0	10.0	14.0	150	0.028	10.80	100	43.86	4.06	67
5.0	10.0	14.0	170	0.028	12.24	100	38.70	3.16	67
5.0	10.0	14.0	210	0.028	15.12	100	31.33	2.07	67
6.0	10.0	14.0	150	0.028	9.60	100	50.00	5.21	63
6.0	10.0	14.0	170	0.028	10.88	100	44.12	4.05	63
6.0	10.0	14.0	210	0.028	13.44	100	35.71	2.66	63

Fuente: elaboración Propia

#### 4.1.4. Análisis de estabilidad estructuralmente controlada

Este análisis es relevante cuando se analiza masas rocosas de los dominios IIIA Y IIIB como es el caso de la zona Pomarani, para este propósito hemos utilizados el software Unwedge Version 3.0 de Rocscience Inc (2004). Se ha considerado el tamaño de las cámaras para este análisis. En la Figura 33 se muestra los resultados obtenidos.

Según estos resultados, se observa que se puede formar pequeñas cuñas tanto en el techo como en las paredes de los tajeos, no muy significativas desde el punto de vista de la estabilidad de la excavación, estas cuñas pueden ser estabilizada con la aplicación de pernos de 7 pies de longitud en el techo, los cuales pueden ser colocados espaciados a 1.5 m.

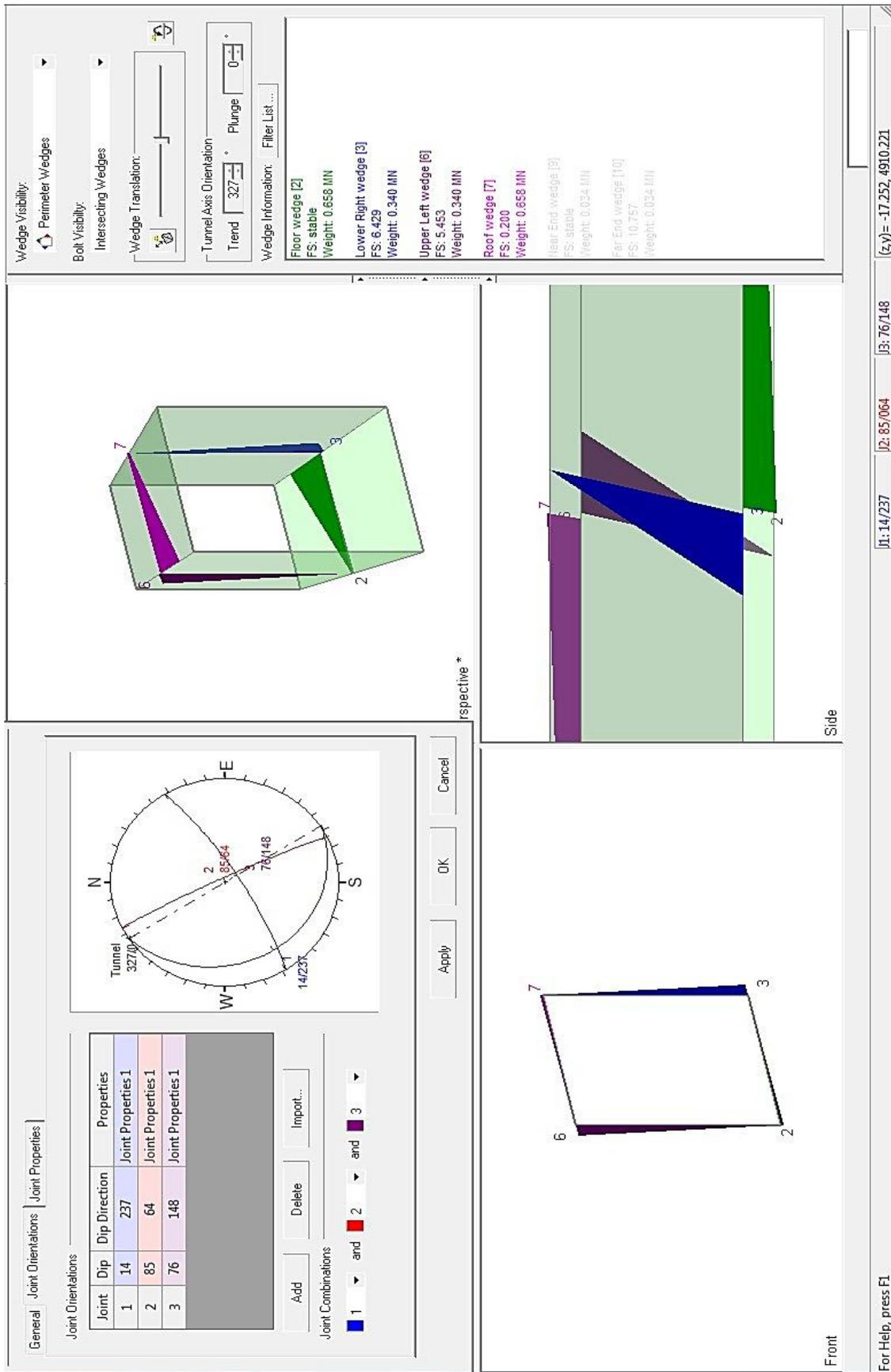


Figura 33. Análisis de formación de cuñas en las cámaras.

Fuente; elaboración propia.

#### 4.1.5. Modelamiento Numérico

Para analizar la estabilidad controlada por los esfuerzos se han realizado modelamientos numéricos esfuerzo/deformación utilizando el software PHASE<sup>2</sup> de Rocscience (2010), considerando la geometría propuesta de minado. En los modelamientos realizados se ha utilizado la información geomecánica previa cuyos resultados se muestra en las Figuras 34 y 35. Del análisis realizado hay dos aspectos importantes que no hacen viable esta propuesta de minado:

Del análisis realizado hay dos aspectos importantes que no hacen viable esta propuesta de minado:

1. El primero está referido al tamaño del banco de mineral que queda al abrir las cámaras superior e inferior, este banco tiene 10 m de ancho y solo 6 m de altura, con estas dimensiones este banco resulta inestable. Ver Figura 34.
2. El segundo aspecto se refiere a la esbeltez de los pilares (altura/ancho) que es 3.5, considerando que la altura es de 14 m y el ancho 4 m, con esta esbeltez los pilares resultan inestables. Hay que tener cuenta que, si no hubiera una perforación y voladura adecuadas, el daño las paredes de los pilares sería muy significativo, quedando poco núcleo sano para ser estables. Ver Figura 35.

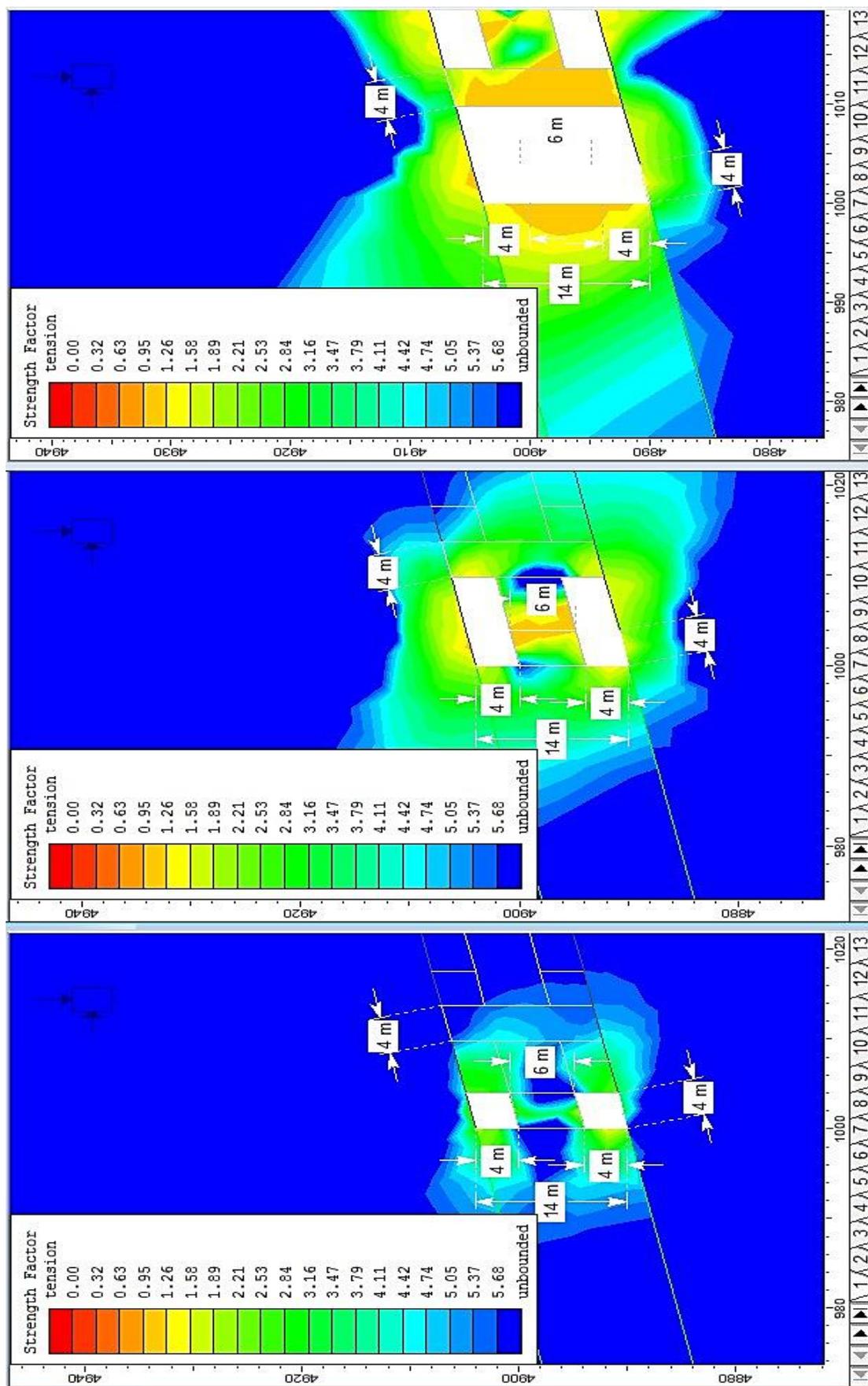


Figura 34. Subniveles abiertos, banco de mineral inestable y tajo abierto.

Fuente; Elaboración propia.

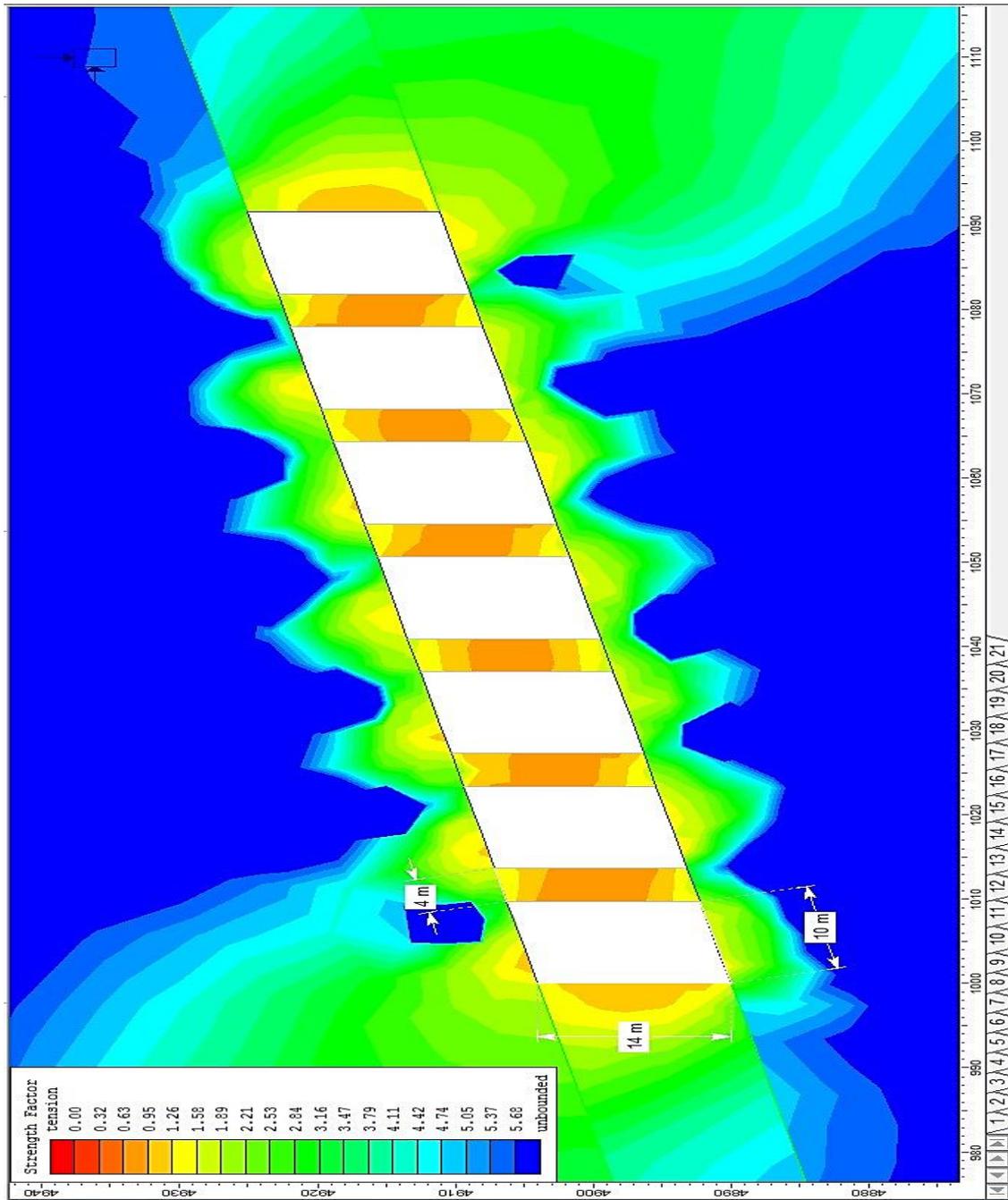


Figura 35. Cámaras abiertas con pilares inestables de 14 m de alto x 4 m de ancho.

Fuente; Elaboración propia

3. Debido al resultado poco favorable para la geometría analizada, se ha realizado otros análisis para la misma altura planteada, pero considerando anchos de pilares de 5, 6 y 8 m que corresponden a esbelteces de 2.8, 2.3 y 1.8 respectivamente.
4. En la Figura 36 se muestra el resultado considerando un pilar de 5 m de ancho. Las condiciones de estabilidad resultan algo mejores respecto al caso de 4 m de ancho, pero aun así todavía resultan algo críticas.

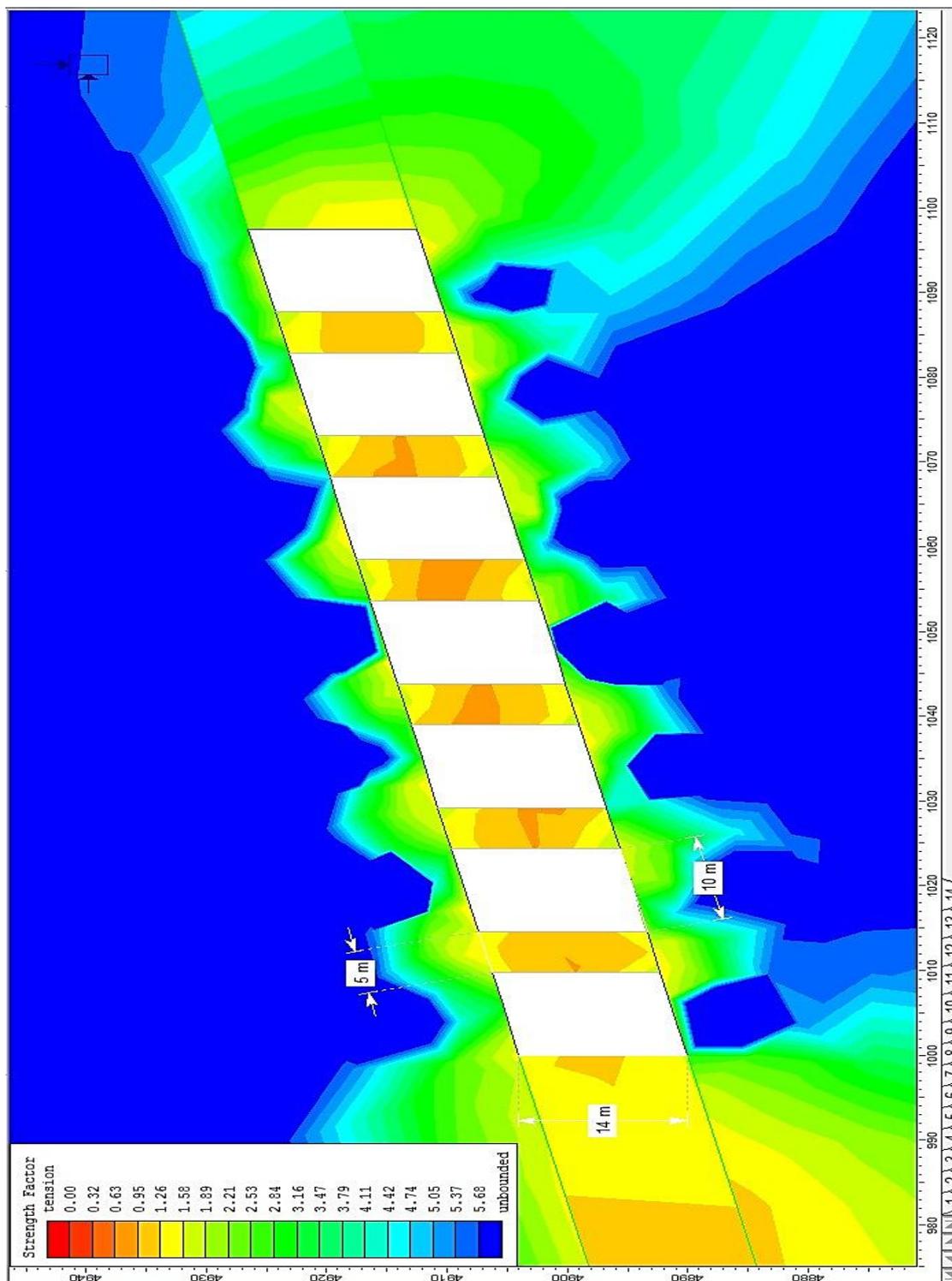


Figura 36. Cámaras abiertas luego de la explotación con pilares de 5 m de ancho.

Fuente; Elaboración propia.

5. Para el caso de pilares de 6 m de ancho, cuyo resultado es mostrado en la Figura 37, las condiciones de estabilidad en los pilares son mejores estando el factor de resistencia (SF) de 1.26. Esto significa que el ancho de los pilares mínimo podría ser de 6 m bajo este criterio de análisis.

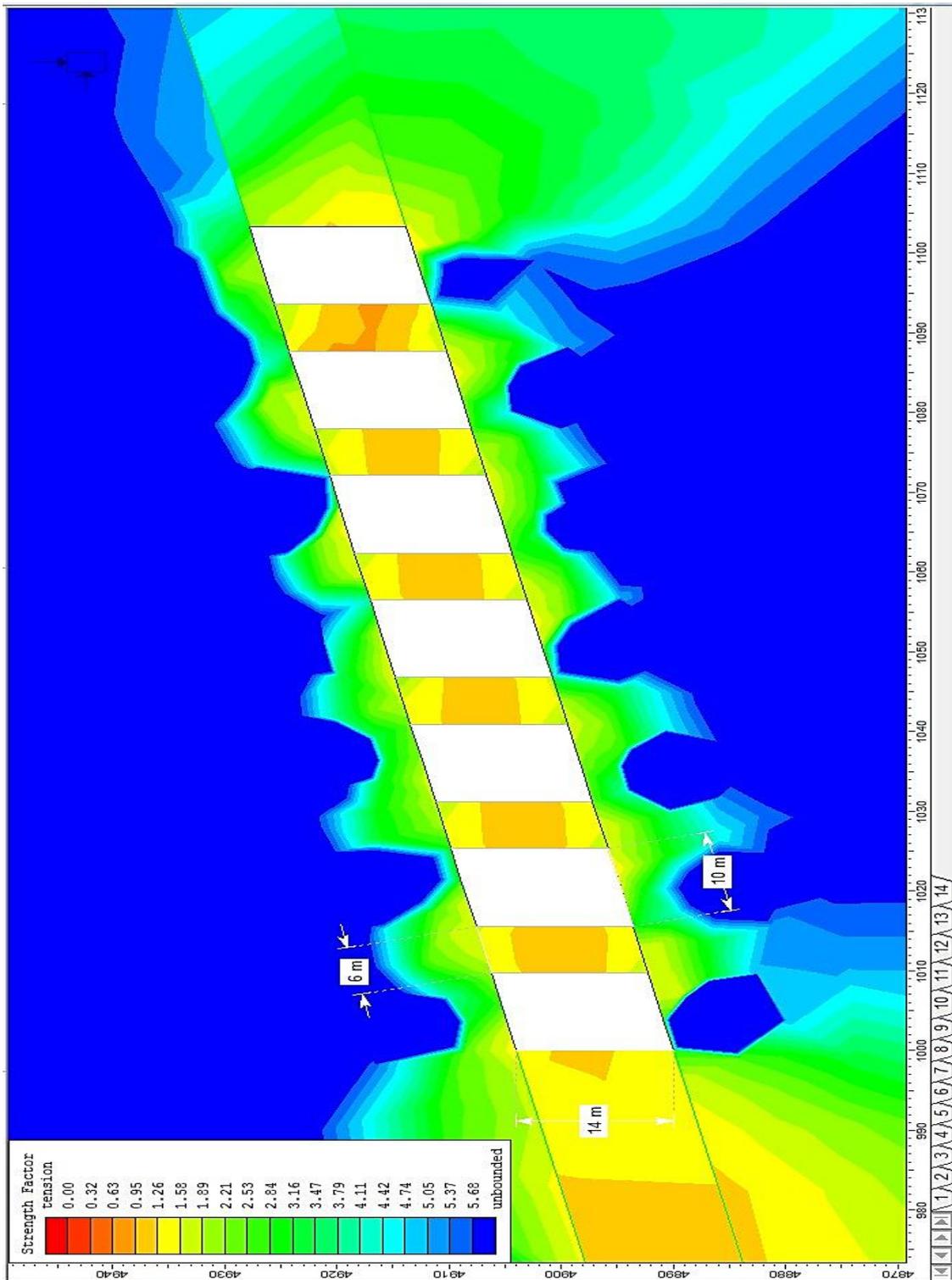


Figura 37. Cámaras abiertas luego de la explotación con pilares de 6 m de ancho.

Fuente; Elaboración propia.

6. Cuando se realiza el análisis para pilares de 8 m de ancho Figura 38, las condiciones de estabilidad son similares a la de los pilares de 6 m, la diferencia principal está en que se tiene mayor área de SF superiores a 1.26 lo que significa que la estabilidad en el pilar es mejor.

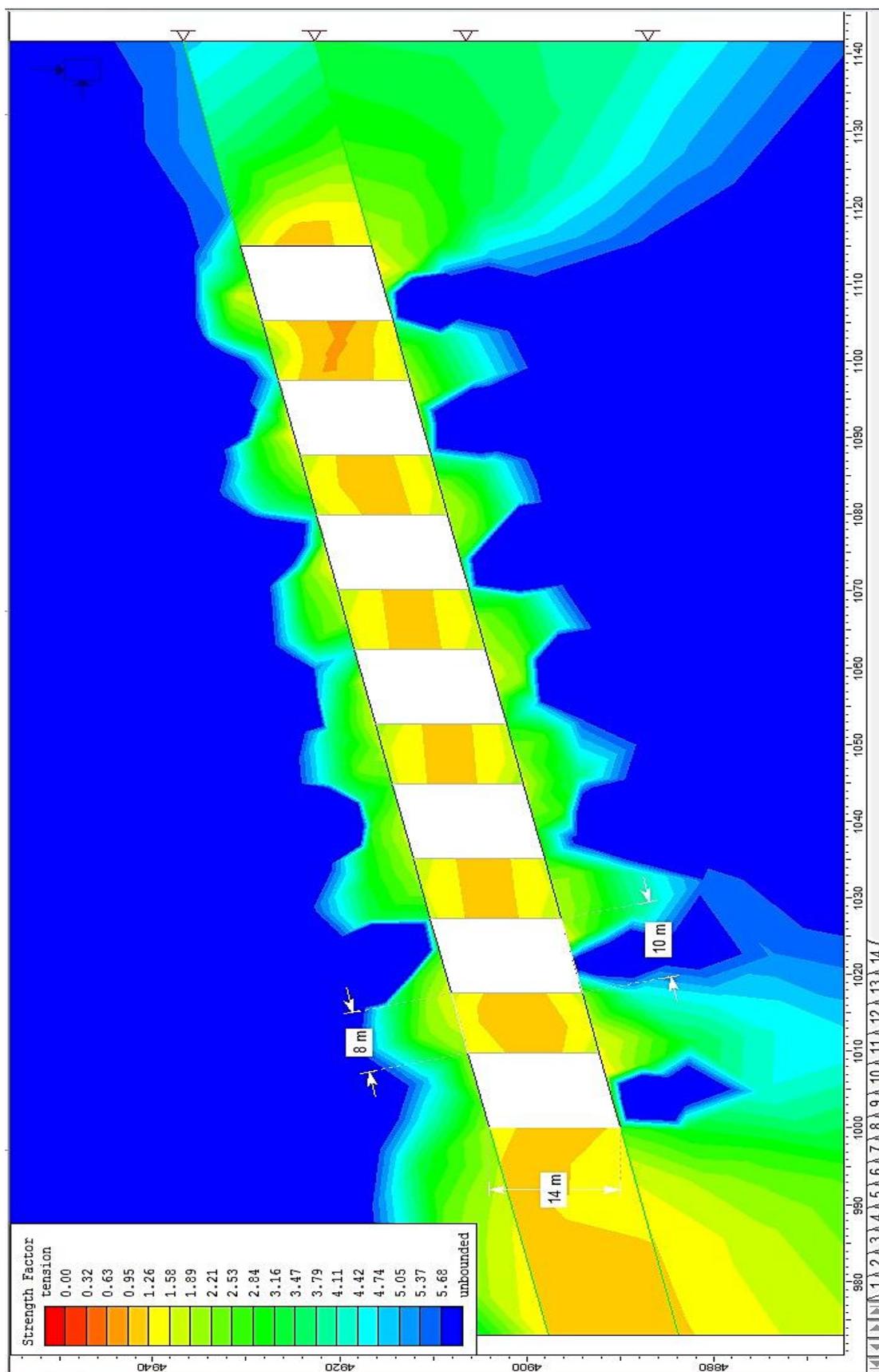


Figura 38. Cámaras abiertas luego de la explotación con pilares de 8 m de ancho.

Fuente; Elaboración propia.

## 4.2 Discusiones

Respecto a la investigación de Curo (2015) quien concluye con alto del pilar 4.0 m, ancho de cámara 6.0 m, ancho del pilar 4.0 m, recuperación del 84% con un factor de seguridad mayor al 1.4 m. Teniendo en cuenta que la población muestra es la misma pero el método de explotación es vario de cámaras y pilares a taladros largos con pilares corridos, los resultados variaron considerablemente, donde se tubo seccion mayor para el pilar 6.0 m, ancho de tajo 10.0 m y una altura de 14 m; pero con una recuperación menor de 63 % y un factor de seguridad de 1.26.

En la investigación de Salazar & Córdova (2013) concuerdo con los resultados obtenidos en la Mina Marcapunta Norte con cámaras entre 7 y 10 m de ancho, pilares de 19 a 30 m y las longitudes de los mismos de 30 a 53 m; estos resultados son diferentes por la población muestra, pero similar en el tipo de minado que combina cámaras y pilares corridos con tajeo por subniveles con taladros largos; el que permite el minado masivo de los yacimientos tipo mantos y el uso del Método grafico de estabilidad y Modelamiento numérico para ambas investigaciones, permitiendo lograr dimensiones estables para la explotación.

En cuanto al estudio de Pantaleón & Carbajal (2017) que busca el óptimo dimensionamiento con el método grafico de estabilidad y el Modelamiento Numérico, tal cual se hizo en nuestra investigación donde concuerdo con los métodos utilizados.

## V. CONCLUSIONES

1. La evaluación geomecánica contribuye al adecuado dimensionamiento de la excavación subterránea para ser ejecutado por tajos y pilares corridos, utilizando los taladros largos; donde el sistema estructural presenta 3 sistemas principales, estratificación sub horizontal donde hace que nuestro dimensionamiento se realice en forma rectangular y no en forma de bóveda, el esfuerzo in situ vertical presenta 5.6 MPa a una profundidad máxima de 210 metros.
2. Se realizó la evaluación geomecánica, con mapeos geomecánicos dentro de las labores en desarrollo, predominando roca tipo IIIA; pruebas con martillo Schmidt con promedio de 42 MPa, ensayo de carga puntual  $I_s$  igual 8.11 MPa, ensayo de compresión triaxial con una cohesión de 6.76 MPa, Angulo de fricción igual  $31.64^\circ$  y densidad seca de  $2.8 \text{ g/cm}^3$  con estos datos; finalmente la resistencia del pilar 0.026. Estos resultados aportaron para el dimensionamiento de los tajos y pilares corridos mediante las teorías del Método Grafico de Estabilidad y el área tributaria de manera empírica analítica y los métodos numéricos utilizando en software PHASE<sup>2</sup> de Rocscience (2010).
3. En esta investigación se presenta el sustento del esquema y secuencia de minado, en el cual detalla la preparación de un subnivel superior y otro inferior, donde se tendrá galerías de preparación de  $4 \times 4 \text{ m}$ , posteriormente se realizará la ampliación de los tajos tanto superior como inferior hasta 10 m; los tajos quedaran superpuestos uno sobre otro, para que la perforación se realice de forma negativa con un Angulo de  $90^\circ$ . Las dimensiones recomendables para los tajos y pilares corridos serian: tajo de 10 m de ancho, la longitud establecida de acuerdo con el método grafico de estabilidad es 60 m con un Radio Hidráulico 4.29 considerando Estable con

Sostenimiento Obligado (ECS), en caso de los pilares corridos tendrán un ancho de 6 m y la altura será de 14 m, la longitud establecida de acuerdo con el método gráfico de estabilidad es 80 m con un Radio Hidráulico 6.32 considerando Estable con Sostenimiento Obligado (ECS), el Factor de Seguridad alcanzara 1.26 en el modelamiento numérico y 2.26 en el método analítico, ambos determinan estable para la explotación.

4. Las dimensiones establecidas en la presente investigación dan como resultado una recuperación de 63 % de acuerdo con el método analítico de dimensionamiento.

## VI. RECOMENDACIONES

1. Ampliar la evaluación geomecánica ya que se trabajaron con 3 sistemas principales, buscando sistemas secundarios para poder mejorar el dimensionamiento y reducirla secciones.
2. Continuar con los ensayos de laboratorio con muestras de los primeros tajos en explotación a la profundidad máxima de 210 m, también considerando mapeos geomecánicos por cada labor de preparación de los tajos programados para explotación y finalmente el utilizar los nuevos Software existentes que podrían dibujar una mejor evaluación.
3. Tener en consideración que no se evaluó los factores externos que podrían inestabilizar el tajo recomendado, sea la sobre rotura o sobre excavación, desvió de taladros, fallas no mapeadas. Las dimensiones establecidas de acuerdo con el método grafico de estabilidad se deberá ampliar las variables entre el ancho del tajo y ancho del pilar; considerando la longitud establecida de explotación y factor de seguridad en el modelamiento número y método analítico.
4. Buscar la ampliación de recuperación mayor a 63 %, además de iniciar la evaluación de recuperación de pilares.

## VII. REFERENCIAS

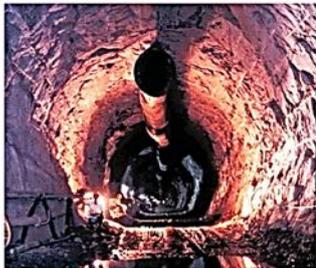
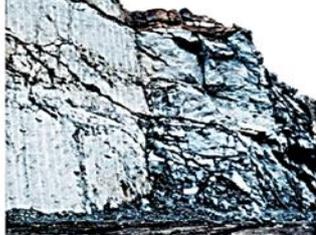
- Bieniawski, (1976). Rock mass classification in rock engineering. In Exploration for rock engineering, proc. of the symp. (pp. 97-106). Cape Town: Balkema.
- Bieniawski, (1989). Engineering rock mass classifications. New York: Wiley.
- Hoek, (2007). Practical Rock Engineering. Recuperado el 2014, de Rocscience: rocscience.com
- Hoek & Brown (1988). The Hoek-Brown failure criterion - a 1988 update. Rock engineering for underground excavations, proc. 15th Canadian rock mech. symp., (pp. 31-38). Toronto.
- Hoek & Brown (1980). Underground Excavations in Rock. London: The Institution of Mining and Metallurgy.
- Hoek, & Diederichs, (2006). Empirical estimates of rock mass modulus. Int. J Rock Mech. Min. Sci., 203-215.
- Hoek, Kaiser & Bawden (1995). Support of Underground Excavations in Hard Rock. Rotterdam: Balkema.
- Hoek, Marinos, & Marinos (2005). Characterization and engineering properties of. Int. J. Rock Mech. Min. Sci., 277-285.
- Lunder, (1994). Hard rock pillar strength estimation: An applied empirical approach. MSc thesis, University of British Columbia.
- Lunder & Pakalnis, (1997). Determination of the strength of hard-rock mine pillars. Bull. Can. Inst. Min. Metall, 51-55.
- Miller, Panalkis, & Poulin, (1995). UBC mining method selection. In Proceeding of the Mine Planning and Equipment Selection Symposium (pp. 163– 168).
- Rocscience. (2000). Finite Element Analysis for Excavations and Slopes. Obtenido de [www.rocscience.com](http://www.rocscience.com)

- DCR Ingenieros S.R.Ltda. Geomecánica en Minería y Obras Civiles. (2013). Evaluación geomecánica para el minado subterráneo de Pomarani y Santa Rosa (Informe Técnico). Cori Puno S.A.C.
- Curo (2015), Metodología de selección y diseño para minado por cámaras y pilares en mantos auríferos de la Unidad Minera Untuca- Cori Puno S.A.C. (Tesis de Pregrado). Universidad Nacional del Altiplano, Puno
- Cayo (2015). Sistema de sostenimiento mediante la aplicación de equipo jumbo empernador en la U. M. San Rafael (Tesis de Pregrado). Universidad Nacional del Altiplano, Puno
- Ccoa (2015), Geomecánica aplicada al minado subterráneo para la minimización de caída de rocas en el nivel Morro Pelado cooperativa minera Lunar de Oro – MDH Ingenieros (Tesis de Pregrado). Universidad Nacional del Altiplano, Puno.
- Salazar, E. & Cordova, (2011), Geomecánica del minado masivo tajeos por subniveles con pilares corridos mina Marcapunta Norte – Sociedad Minera el Brocal. (investigación). PERUMIN 30 Convención Minera.
- Gonzales & Velásquez, (2012), Explotación de un Cuerpo Mineralizado por Subniveles con taladros largos en la Unidad de Producción Uchucchacua (Tesis de Pregrado) Universidad Nacional de Huancavelica.
- De la Cruz, Malleco, (2014), Aplicación de taladros largos en vetas angostas, para reducir costos de operación en la zona Esperanza – CIA Minera Casapalca S.A. (Tesis de Pregrado) Universidad Nacional de Huancavelica.
- Instituto Tecnológico GeoMinero de España. (1987). Manual de ingeniería de Taludes. Madrid: ITGE.
- Pantaleón & Carbajal (2017), evaluación geomecánica para el dimensionamiento, secuencia de mina y relleno de tajeos de una mina subterránea.
- Garcia (2011), Planeamiento minero de Corporación Minera Castrovirreyna
- Silvestre (2018), Aplicación del método de explotación por subniveles en la Unidad Minera Chungar -Compañía Minera Volcan.

## ANEXOS

Anexo 1

Guía para estimar el valor de alteración D

Apariencia del macizo rocoso	Descripción del macizo rocoso	Valor <i>D</i> sugerido
	<p>Excelente calidad de voladura controlada o excavación con tuneladora, TBM, con resultados de alteración mínima del macizo rocoso confinado circundante al túnel</p>	<p><math>D = 0</math></p>
	<p>Excavación mecánica o manual en macizos rocosos de mala calidad (sin voladuras) con una alteración mínima en el macizo rocoso circundante.</p> <p>Cuando aparezcan problemas de deformación en el piso durante el avance, la alteración puede ser severa a menos que se coloque una contrabóveda temporal, tal como se muestra en la fotografía.</p>	<p><math>D = 0</math></p> <p><math>D = 0.5</math> No invert</p>
	<p>Voladura de muy mala calidad en un túnel en roca competente con daños locales severos, extendiéndose 2 o 3 m en el macizo rocoso circundante.</p>	<p><math>D = 0.8</math></p>
	<p>Pequeñas voladuras en taludes de ingeniería civil dan lugar a pequeños daños al macizo rocoso, particularmente si se usan voladuras de contorno como se muestra en el lado izquierdo de la fotografía. Sin embargo la liberación de tensiones resulta en alguna alteración.</p>	<p><math>D = 0.7</math> Good blasting</p> <p><math>D = 1.0</math> Poor blasting</p>
	<p>Los taludes en las grandes minas a cielo abierto sufren alteraciones significativas debido a las grandes voladuras de producción y también debido a la relajación de tensiones al retirar el estéril de recubrimiento.</p> <p>En algunas rocas blandas la excavación puede llevarse a cabo mediante el ripado y empuje con tractores de orugas y el grado de afección a los taludes será menor.</p>	<p><math>D = 1.0</math> Production blasting</p> <p><math>D = 0.7</math> Mechanical excavation</p>

Fuente: Hoek 2002

**Anexo 2**

Condiciones de aplicabilidad del criterio de Hoek-Brown

Descripción	Características de Resistencia	Ensayos de Resistencia	Consideraciones Teóricas
Roca Intacta	Consistencia frágil, elástico e isótropo.	Ensayos triaxiales de testigos relativamente simples, baratos y confiables.	El comportamiento de las rocas elásticas e isótropas es suficientemente conocido para la mayoría de las aplicaciones prácticas.
Roca intacta con una discontinuidad inclinada	Comportamiento muy anisótropo, dependiente de la resistencia al corte y de la inclinación de la discontinuidad.	Ensayos triaxiales difíciles y caros; preferibles los ensayos de corte directo. Los ensayos deben estudiarse detenidamente	El comportamiento de las discontinuidades es suficientemente conocido para la mayoría de las aplicaciones prácticas.
Roca masiva con pocas familias de discontinuidades	Comportamiento anisótropo, dependiente del número, orientación y resistencia al corte de las discontinuidades	Los ensayos de laboratorio son muy difíciles debido a problemas de alteración de las muestras y tamaño de equipos.	La compleja interacción entre bloques no es suficientemente conocida
Macizos rocos muy fracturados	Comportamiento razonablemente isótropo, gran dilatación para tensiones bajas y rotura de partículas a tensiones altas.	Los ensayos triaxiales de muestras representativas son muy difíciles debido a la alteración de éstas Comportamiento razonablemente isótropo, menos dilatación y resistencia que los macizos in situ debido a la destrucción de la estructura.	El comportamiento de los trozos angulares encastrados es poco conocida.
Rellenos compactados de roca o conglomerados poco cementados	Comportamiento razonablemente isótropo, menos dilatación y resistencia que los macizos in situ debido a la destrucción de la estructura	Los ensayos triaxiales son sencillos pero caros debido al gran tamaño de los equipos necesarios.	Comportamiento razonablemente bien conocido a partir de los estudios de la mecánica del suelo sobre materiales granulares.
Escombros de roca flojos o gravas	Su pequeña compactación y heterogeneidad permite que las partículas se muevan y que su resistencia sea pequeña	Los ensayos triaxiales o de corte directo son sencillos pero caros debido al gran tamaño de los equipos necesarios.	El comportamiento de estos materiales es suficientemente conocido para la mayoría de las aplicaciones

Fuente: Hoek, Kaiser, Bawden, 1995

Anexo 3

Índice GSI para macizos rocosos fracturados

<p><b>GEOLOGICAL STRENGTH INDEX, GSI, PARA ROCAS FRACTURADAS (Hoek y Marinos, 2000)</b>                      A partir de la litología, la estructura y las condiciones de las discontinuidades, estimar el valor promedio del GSI. No intentar ser demasiado precisos, establecer un rango entre 33 y 37 es más realista que GSI = 35. Nótese que la tabla no tiene en cuenta las fallas estructuralmente controladas. En los casos en los que existan planos débiles con orientación desfavorable a la excavación, éstos dominarán el comportamiento de la masa. La resistencia de discontinuidades susceptibles al intemperismo se verá reducida si hay presencia de agua en el medio. En rocas de muy mala calidad y en presencia de agua conviene mover las categorías a la derecha.</p>		CONDICIONES DE LOS PLANOS DE LAS DISCONTINUIDADES				
		MUY BUENA Muy rugosas, inalteradas, frescas	BUENA Rugosas, poco alteradas, algo de óxido	REGULAR Onduladas, moderadamente intemperizadas y alteradas	MALA Pulidas y/o falladas, muy alteradas, conteniendo rellenos compactos de materiales angulosos	MUY MALA Pulidas y/o falladas, muy alteradas, conteniendo relleno arcilloso u otros rellenos blandos
ESTRUCTURA		CALIDAD DE LOS PLANOS DISMINUYE				
	ROCA INTACTA O MASIVA-especímenes de roca intacta o masiva <i>in situ</i> con algunas discontinuidades ampliamente espaciadas	90			N/A	N/A
	BLOQUIZADA-masa de roca no tectonizada formada por bloques cúbicos con buena trabazón entre ellos formados por 3 familias de discontinuidades	80	70			
	MUY BLOQUIZADA- masa de roca parcialmente tectonizada formada por múltiples bloques angulosos con regular trabazón y definidos por más de 4 familias de discontinuidades		60	50		
	BLOQUIZADA/TECTONIZADA/PLEGADA-formada por bloques angulosos con múltiples sistemas que se intersectan. Persistencia de planos de estratificación o esquistosidad			40	30	
	DESINTEGRADA- trabazón pobre, roca altamente fracturada con una combinación de fragmentos angulosos y redondeados				20	
	LAMINADA/CIZALLADA- no forma bloques debido al escaso espaciamiento de débiles planos de esquistosidad o de cizalla	N/A	N/A			10

Hoek, Marinos 2000

Anexo 4

Ponderación para el Sistema Índice del Macizo Rocosó

PARAMETROS			ESCALA DE VALORES						
1	Resistencia de la roca intacta	Bajo carga puntual	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para estos valores es preferible la		
		A compresión simple	>250MPa	100-250 MPa	50-100MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	<1MPa
	VALOR	15	12	7	4	2	1	0	
2	R.Q.D.		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	VALOR		20	17	13	8	3		
3	ESPACIADO DE LAS JUNTAS		>2m	0,6-2m	200-600m	60-200mm	<60 mm		
	VALOR		20	15	10	8	5		
4	CONDICION DE LAS JUNTAS		Muy rugosas, sin continuidad, cerradas, roca labios sana	Ligeramente rugosa separación <1mm, roca labios ligeramente meteorizada	Ligeramente rugosa separación <1mm, roca labios ligeramente meteorizada	Espejo o falla o relleno de espesor < 5 mm o juntas abierta 1-5 mm, juntas continuas	Relleno blando de espesor > 5 mm, o juntas abiertas > 5 mm, juntas continuas		
	VALOR		30	25	20	10	0		
5	AGUA	FLUJO EN CADA 10m DE TUNEL o bien	Ninguno	<10l/min	10-25l/min	25-125l/min	>125l/min		
		Relación presión del agua en la junta/ tensión principal máxima	0	<0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	>0,5		
	CONDICIONES GENERALES	Completamente seco	Manchas de humedad	Muy humedo	Goteo	Flujo de agua			
	VALOR	15	10	7	4	0			
ORIENTACION DEL RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES			MUY FAVORABLE	FAVORABLE	REGULAR	DESFAVORABLE	MUY DESFAVORABLE		
VALORES	TUNELES Y MINAS		0	-2	-5	-10	-12		
	CIMENTACIONES		0	-2	-7	-15	-25		
	TALUDES		0	-5	-25	-50	-60		
VALOR TOTAL DEL R.M.R			81-100	61-80	41-60	21-40	<20		
CLASE NUMERO			I	II	III	IV	V		
DESCRIPCION			MUY BUENO	BUENO	MEDIO	MALO	MUY MALO		
CLASE NUMERO			I	II	III	IV	V		
TIEMPO DE MANTENIMIENTO			20 años para 15m	1 año para 10m	1 semana para 5 m	10 horas para 2,5m	30 minutos para 1m		
COHESION (KPa)			>400	300-400	200-300	100-200	<100		
ANGULO DE FRICCION (Grados)			>45°KPa	35°-45°	25°-35°	15°-25°	<15°		

Fuente: Hoek & Marinos, 2005

**Anexo 5**

## Criterios que componen el método UBC

<b>1. Forma general</b>	
Equidimensional	Todas las dimensiones están en el mismo orden de magnitud
Tabular	Dos dimensiones tienen muchas veces el mismo espesor, que no suele superar los 35m.
Irregular	Las dimensiones varían en cortas distancias.
<b>2. Espesor del manto</b>	
Muy estrecho	<3m
Estrecho	3-10m
Intermedio	10-100m
Grueso	30-100m
Muy Grueso	>100m
<b>3. inclinación</b>	
Plano	<20 grados
Intermedio	20-55 grados
Empinado	>55 grados
<b>4. Profundidad</b>	
Superficial	0-100 m
Intermedio	100-600m
Profundo	>600m
<b>5. Distribución</b>	
Uniforme	El grado en cualquier punto del depósito no varía significativamente de la calificación media.

Fuente: UBC, 1995

Anexo 6

Propiedades físicas Pomarani (Mineral-Pizarra)

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA  
Sección Ingeniería de Minas



**ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS**

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM C 97 – 02. Los resultados son los siguientes:

Sector	Litología	Sub-muestra	Peso saturado (gr)	Peso suspendido (gr)	Peso seco (gr)	Densidad Seca (gr/cm <sup>3</sup> )	Densidad Saturada (gr/cm <sup>3</sup> )	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)
Pomarani	Mineral	A	196.87	128.85	196.13	2.883	2.894	1.088	0.377
		B	80.37	51.28	80.10	2.754	2.763	0.928	0.337
		C	108.86	69.59	108.47	2.762	2.772	0.993	0.360
		D	96.04	61.43	95.69	2.765	2.775	1.011	0.366
		E	114.27	77.85	113.84	3.126	3.138	1.181	0.378
					Promedio	2.858	2.868	1.040	0.363
Pomarani	Pizarra	A	162.85	103.97	162.38	2.758	2.766	0.798	0.289
		B	211.66	135.55	211.13	2.774	2.781	0.696	0.251
		C	197.49	126.35	196.98	2.769	2.776	0.717	0.259
		D	162.26	103.91	161.78	2.773	2.781	0.823	0.297
		E	181.92	116.25	181.65	2.766	2.770	0.411	0.149
					Promedio	2.768	2.775	0.689	0.249

Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852  
[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)

Fuente: Laboratorio de mecánica de rocas PUCP

Anexo 7

Ensayo de carga puntual Pomarani (Mineral-Pizarra)

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA  
Sección Ingeniería de Minas



**ENSAYOS DE CARGA PUNTUAL**

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D 5731-02 (cargas puntuales axiales y diametrales), obteniéndose los siguientes resultados:

Axiales

Sector	Litología	Sub-muestra	Distancia entre conos D (mm)	Ancho W (mm)	Carga P (kN)	De (mm)	Is(50) (MPa)
Pomarani	Mineral	A	41.2	63.2	25.00	57.58	8.04
		B	42.5	63.2	21.00	58.48	6.59
		C	41.1	63.2	24.00	57.51	7.73
		D	35.1	63.2	25.00	53.15	9.10
		E	36.9	63.2	26.00	54.49	9.10
Pomarani	Pizarra	A	40.6	63.2	10.00	57.16	3.25
		B	39.8	63.2	25.00	56.59	8.25
		C	39.6	63.2	23.00	56.45	7.62
		D	39.1	63.2	24.00	56.09	8.03
		E	39.0	63.2	25.00	56.02	8.38

Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 626 2852  
[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)

Fuente: Laboratorio de mecánica de rocas PUCP

**Anexo 8**

Ensayo de carga puntual Pomarani (Mineral-Pizarra)

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA  
Sección Ingeniería de Minas



**PUCP**

ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL

Se ensayaron 9 probetas de mineral del sector Pomarani, 3 probetas de pizarras del sector Pomarani y 4 probetas de filitas del sector Santa Rosa. Los ensayos se realizaron según la norma ASTM 2664-95.

A continuación se presentan los resultados obtenidos:

Sector	Litología	Probeta	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Carga	$\sigma_{1max}$ (MPa)	$\sigma_3$ (MPa)
Pomarani	Mineral	A	6.32	13.10	51000.00	159.43	0.00
		B	6.32	13.17	39000.00	121.92	1.00
		C	6.32	13.20	48400.00	151.30	2.00
		D	6.32	13.29	56200.00	175.68	3.00
		E	6.32	13.00	16000.00	50.02	4.00
		F	6.32	12.47	57000.00	177.89	5.00
		G	6.32	13.19	58200.00	181.94	6.00
		H	6.32	13.26	59000.00	184.44	7.00
		I	6.32	13.28	61600.00	192.56	8.00

Universitaria N° 1801, San Miguel  
T: (511) 628 2000 anexos 5000, 5001  
F: (511) 628 2852

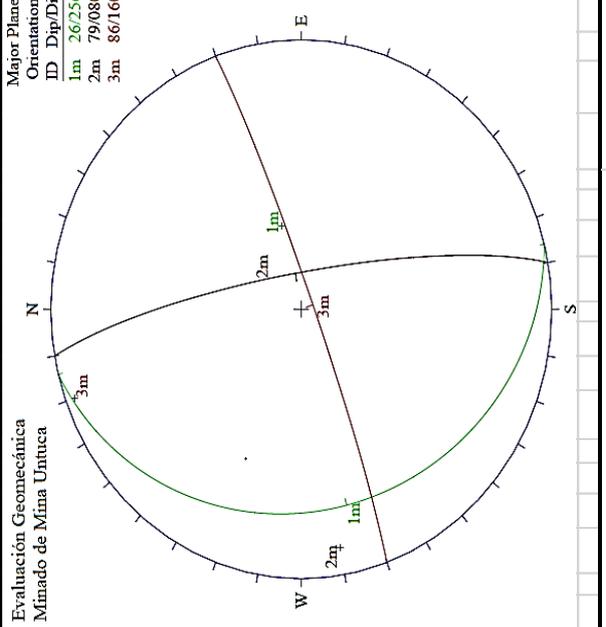
[www.pucp.edu.pe/secc/minas](http://www.pucp.edu.pe/secc/minas)

Fuente: Laboratorio de mecánica de rocas PUCP

Anexo 9

Mapeo Geomecánico de labores subterráneas E-1

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS		UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS		CORRIENTE DE LA EXCAVACION PLUNGE 90		TRAMO DESDE 0 HASTA 7		PROYECTO : EVALUACION GEOMECANICA PARA EL DIMENSIONAMIENTO DE TAJOS EN EL SISTEMA DE EXPLOTACION POR TALADROS LARGOS EN LA UNIDAD MINERA UNTUCA CORIPUNO SAC		POR: PSANCHEZ	
CORI PUNO		CORRIENTE DE LA EXCAVACION TREND 168		CORRIENTE DE LA EXCAVACION PLUNGE 90		CORRIENTE DE LA EXCAVACION DESDE 0 HASTA 7		UBICACION : POMARANI		FECHA: DICIEMBRE DEL 2017	
ESTACION E-1		ORIENTACION DE LA EXCAVACION TREND 168		CORRIENTE DE LA EXCAVACION PLUNGE 90		CORRIENTE DE LA EXCAVACION DESDE 0 HASTA 7		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)		HOJA: 1 de 5	
TIPO		ORIENTACION		RELLENO		COMENTARIOS		PARAMETRO		VALORACION	
ESTRUC.		BUZAMIENTO		TIPO		ESPAZAMIENTO		R.COMPRE UNIAJAL (MPa)		RANGO DE VALORES	
D		80		Atr.Ox		4.5		RQD %		VALOR ESTIMADO	
D		88		Atr.Ox		4.5		PERSISTENCIA		VALORACION	
D		71		Atr.Ox		4.5		APERTURA		VALORACION	
D		78		Atr.Ox		4.5		CONDICION		VALORACION	
D		84		Atr.Ox		4.5		DE RUGOSIDAD		VALORACION	
D		33		Atr.Ox		4.5		RELLENO		VALORACION	
D		25		Atr.Ox		4.5		JUNTAS		VALORACION	
D		32		Atr.Ox		4.5		ALTERACION		VALORACION	
D		16		Atr.Ox		4.5		AGUA SUBTERRANEA		VALORACION	
D		90		Atr.Ox		4.5				VALORACION	
D		78		Atr.Ox		4.5				VALORACION	
D		156		Atr.Ox		4.5				VALORACION	
GRADO		INDICE DE RESISTENCIAS		INDICE DE ALTERACION		RANGO RESIS.		RMR		CLASE DE MACIZO ROCOSO	
IDENTIFICACION DE CAMPO		DESCRIPCION		RANGO RESIS.		COM.P.M.pa		100 - 81		80 - 61	
R1	Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desconcha con una cuchilla	Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales		10 - 5.0				80 - 61		60 - 51	
R2	Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	La decoloración indica alteración del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso decolorado extensamente y es más débil que en su condición sana.		5 - 2.5				50 - 41		40 - 31	
R3	No se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo	Menos de la mitad del mat. rocoso está descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso.		25 - 50				40 - 31		30 - 21	
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo	Mas de la mitad del mat. rocoso está descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.		50 - 100				30 - 21		20 - 0	
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	Todo el material rocoso está descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.		100 - 250				20 - 0		IV A	
R6	Solo se rompe esquivras de la muestra con el martillo			>250				20 - 0		IV A	
GRADO		INDICE DE ALTERACION		RANGO RESIS.		COM.P.M.pa		DESCRIPCION		VALORACION	
I SANA	Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales	I Buena		100 - 81				II Buena		80 - 61	
II LIGERO	La decoloración indica alteración del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso decolorado extensamente y es más débil que en su condición sana.	II Regular A		80 - 61				III Regular B		60 - 51	
III MODERADA	Menos de la mitad del mat. rocoso está descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso.	III Regular B		60 - 51				IV Mala B		40 - 31	
IV MUY ALTER.	Mas de la mitad del mat. rocoso está descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.	IV Mala B		40 - 31				V Muy Mala		30 - 21	
V DESCOMPU.	Todo el material rocoso está descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.	V Muy Mala		30 - 21						20 - 0	

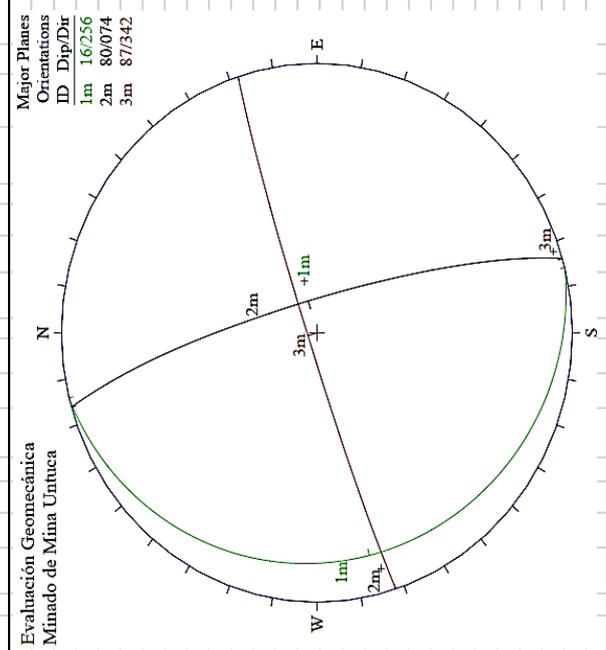


Anexo 10

Mapeo Geomecánico de labores subterráneas E-2

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS		CORRIENTE DE LA EXCAVACION PUNGE 75		TRAMO DESDE 0 HASTA 8		PROYECTO : EVALUACION GEOMECANICA PARA EL DIMENSIONAMIENTO DE TAJOS EN EL SISTEMA DE EXPLOTACION POR TALADROS LARGOS EN LA UNIDAD MINERA UNTUCA CORI PUNO SAC		POR : PSANCHEZ	
CORI PUNO		ORIENTACION DE LA EXCAVACION TEND 35		FRECUENCIA FRACTURAS N°Fract./ m. 18		UBICACION : POMARANI		FECHA : DICIEMBRE DEL 2017	
N° ESTACION E-2		ORIENTACION DE LA EXCAVACION TEND 35		FRECUENCIA FRACTURAS N°Fract./ m. 18		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)		HOJA : 2 de 15	
TIPO		ORIENTACION		RELLENO		PARAMETRO		VALORACION	
DIREC. DE BUZAM.		BUZAMIENTO		TIPO		R. COMPRESION AXIAL (MPa)		RANGO DE VALORES	
75		50		FTL		ROD %		VALOR ESTIMADO	
55		5.4		Arc.Ox		50-100 (15)		50-100 (7)	
82		5.4		Arc.Ox		100-250 (12)		25-50 (4)	
77		4		Arc.Ox		75-90 (16)		25-50 (8)	
76		5.4		Arc.Ox		0.6-2 (16)		0.06-0.2 (8)	
85		5.4		Arc.Ox		1-3 m Long. (4)		3-10m (2)	
85		5.4		Arc.Ox		<math>1-3\text{ m Long.}</math> (4)		10-20m (1)	
90		5.4		Arc.Ox		Cerrada (6)		0.1-1.0mm (4)	
87		5.4		Arc.Ox		Muy rugosa (6)		Lig.rugosa (3)	
88		5.4		Arc.Ox		Limpia (6)		Duro <math>5\text{ mm}</math> (4)	
8		5.4		Arc.Ox		Sana (6)		Mod.Alterada. (3)	
8		5.4		Arc.Ox		Seco (15)		Mojado (7)	
8		5.4		Arc.Ox		Humedo (10)		Gateo (4)	
8		5.4		Arc.Ox		VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =		45	
8		5.4		Arc.Ox		CLASE DE MACIZO ROCOSO		III B	
8		5.4		Arc.Ox		RMR		100 - 81	
8		5.4		Arc.Ox		DESCRIPCION		I Muy Buena	
8		5.4		Arc.Ox		Indice de rebote		19	
8		5.4		Arc.Ox		ABREVIACION DE TIPO DE ROCA		Caliza	
8		5.4		Arc.Ox		ABREVIACION DE TIPO DE RELENO		Oxido	
8		5.4		Arc.Ox		ABREVIACION DE TIPO DE ESPACIAMIENTO		1	
8		5.4		Arc.Ox		ABREVIACION DE TIPO DE RELENO		2	
8		5.4		Arc.Ox		ABREVIACION DE TIPO DE RELENO		3	
8		5.4		Arc.Ox		ABREVIACION DE TIPO DE RELENO		4	
8		5.4		Arc.Ox		ABREVIACION DE TIPO DE RELENO		5	
R1	Delizable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desmenuza con una cuchilla	10 - 50							
R2	Se desmenuza con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25							
R3	No se raya ni desmenuza con cuchilla. La muestra se rompe con golpe firme del martillo	25 - 50							
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo	50 - 100							
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250							
R6	Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo	>250							
GRADO	INDICE DE ALTERACION								
I SANA	Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales								
II LIGERO	La decoloración indica alteración del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso decolorado extremadamente es más débil que en su condición sana.								
III MODERADA	Manchas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un núcleo continuo o como núcleo rocoso.								
IV MUY ALTERD.	Más de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.								
V DESCOMPU.	Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.								

Fuente: elaboración propia





Anexo 12

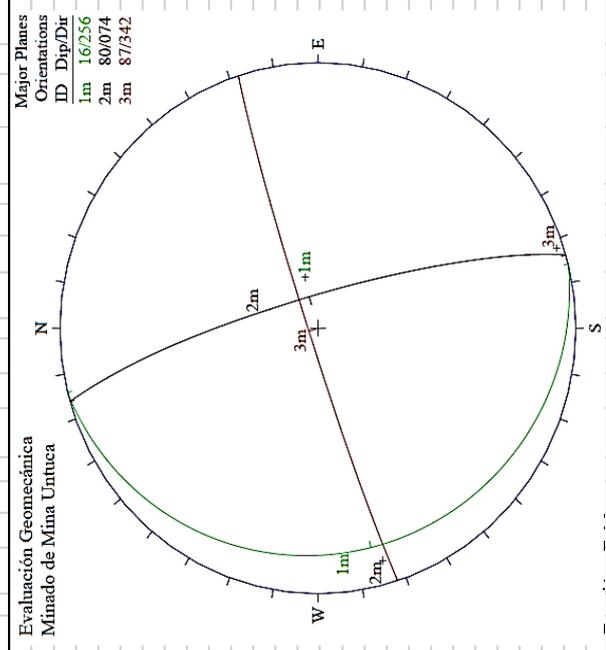
Mapeo Geomecánico de labores subterráneas E-4

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS		CORRIENTE DE LA EXCAVACION PUNGE 90		TRAMO DESDE 0 HASTA 7		PROYECTO : EVALUACION GEOMECANICA PARA EL DIMENSIONAMIENTO DE TAJOS EN EL SISTEMA DE EXPLOTACION POR TALADROS LARGOS EN LA UNIDAD MINERA UNTUCA CORI PUNO SAC		POR : PSANCHEZ	
CORI PUNO		ORIENTACION DE LA EXCAVACION TREND 168		FRECUENCIA FRACTURAS N°Fract./ m. 20		UBICACION : POMARANI		FECHA : DICIEMBRE DEL 2017	
N° ESTACION E-4		ORIENTACION % 100		RELLENO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)		HOJA : 4 de 15	
TIPO ESTRUCC.		BUZAMIENTO		ESPACIAMIENTO		RANGO DE VALORES		VALORACION	
D 81		71		4.5		R. COMPRESION AXIAL (MPa)		VALOR ESTIMADO	
D 87		78		4.5		ROD %		VALORACION	
D 83		78		4.5		ESPACIAMIENTO (m)		VALORACION	
D 259		25		4.5		CONDICION DE APERTURA		VALORACION	
D 263		32		4.5		Muy rugosa (6)		VALORACION	
D 247		15		4.5		Limpia (6)		VALORACION	
D 157		91		4.5		Rugosa (5)		VALORACION	
D 155		89		4.5		Duro < 5mm (4)		VALORACION	
D 164		77		4.5		Lig. Alterada. (3)		VALORACION	
D 71		81		4.5		Mod. Alterada. (2)		VALORACION	
D 73		87		4.5		Mojado (7)		VALORACION	
D 247		32		4.5		Seco (15)		VALORACION	
GRADO		INDICE DE RESISTENCIAS		RANGO RESIS. COMP. Mpa		ABREVIACION DE TIPO DE ROCA		VALORACION	
I SANA		Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales		10 - 50		Pizarra		VALORACION	
II LIGERO		La decoloración indica alteración del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso decolorado extremadamente es más débil que en su condición sana.		5 - 25		Flinta		VALORACION	
III MODERADA		Meros de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.		25 - 50		M arcacuitz		VALORACION	
IV MUY ALTERD.		Mas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.		50 - 100		Cuarcita		VALORACION	
V DESCOMPU.		Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.		100 - 250		Brecha		VALORACION	
				> 250				VALORACION	
GRADO		INDICE DE ALTERACION		DESCRIPCION		ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO		VALORACION	
I SANA		Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales				Oxido		VALORACION	
II LIGERO		La decoloración indica alteración del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso decolorado extremadamente es más débil que en su condición sana.				Arcilla		VALORACION	
III MODERADA		Meros de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.				Limos		VALORACION	
IV MUY ALTERD.		Mas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.				Carbonatos		VALORACION	
V DESCOMPU.		Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.				Panzos		VALORACION	
						Calcaia		VALORACION	
						Pirita		VALORACION	
						Ve		VALORACION	
						Ca		VALORACION	
						E		VALORACION	
						Estrato		VALORACION	
						Vania		VALORACION	
						Contacto		VALORACION	
						Fa		VALORACION	
						Falla		VALORACION	
						Diabasa		VALORACION	
						D		VALORACION	
						E		VALORACION	
						Estrato		VALORACION	
						Ve		VALORACION	
						Vania		VALORACION	
						Contacto		VALORACION	
						Fa		VALORACION	
						Falla		VALORACION	
						Diabasa		VALORACION	
						D		VALORACION	
						E		VALORACION	
						Estrato		VALORACION	
						Ve		VALORACION	
						Vania		VALORACION	
						Contacto		VALORACION	
						Fa		VALORACION	
						Falla		VALORACION	
						Diabasa		VALORACION	
						D		VALORACION	
						E		VALORACION	
						Estrato		VALORACION	
						Ve		VALORACION	
						Vania		VALORACION	
						Contacto		VALORACION	
						Fa		VALORACION	
						Falla		VALORACION	
						Diabasa		VALORACION	
						D		VALORACION	
						E		VALORACION	
						Estrato		VALORACION	
						Ve		VALORACION	
						Vania		VALORACION	
						Contacto		VALORACION	
						Fa		VALORACION	
						Falla		VALORACION	
						Diabasa		VALORACION	
						D		VALORACION	
						E		VALORACION	
						Estrato		VALORACION	
						Ve		VALORACION	
						Vania		VALORACION	
						Contacto		VALORACION	
						Fa		VALORACION	
						Falla		VALORACION	
						Diabasa		VALORACION	
						D		VALORACION	
						E		VALORACION	
						Estrato		VALORACION	
						Ve		VALORACION	
						Vania		VALORACION	
						Contacto		VALORACION	
						Fa		VALORACION	
						Falla		VALORACION	
						Diabasa		VALORACION	
						D		VALORACION	
						E		VALORACION	
						Estrato		VALORACION	
						Ve		VALORACION	
						Vania		VALORACION	
						Contacto		VALORACION	
						Fa		VALORACION	
						Falla		VALORACION	
						Diabasa		VALORACION	
						D		VALORACION	
						E		VALORACION	
						Estrato		VALORACION	
						Ve		VALORACION	
						Vania		VALORACION	
						Contacto		VALORACION	
						Fa		VALORACION	
						Falla		VALORACION	
						Diabasa		VALORACION	
						D		VALORACION	
						E		VALORACION	
						Estrato		VALORACION	
						Ve		VALORACION	
						Vania		VALORACION	
						Contacto		VALORACION	
						Fa		VALORACION	
						Falla		VALORACION	
						Diabasa		VALORACION	
						D		VALORACION	
						E		VALORACION	
						Estrato		VALORACION	
						Ve		VALORACION	
						Vania		VALORACION	
						Contacto		VALORACION	
						Fa		VALORACION	
						Falla		VALORACION	
						Diabasa		VALORACION	
						D		VALORACION	
						E		VALORACION	
						Estrato		VALORACION	
						Ve		VALORACION	
						Vania		VALORACION	
						Contacto		VALORACION	
						Fa		VALORACION	
						Falla		VALORACION	
						Diabasa		VALORACION	
						D		VALORACION	
						E		VALORACION	
						Estrato		VALORACION	
						Ve		VALORACION	
						Vania		VALORACION	
						Contacto		VALORACION	
						Fa		VALORACION	
						Falla		VALORACION	
						Diabasa		VALORACION	
						D		VALORACION	
						E		VALORACION	
						Estrato		VALORACION	
						Ve		VALORACION	
						Vania		VALORACION	
						Contacto		VALORACION	
						Fa		VALORACION	
						Falla		VALORACION	
						Diabasa		VALORACION	
						D		VALORACION	
						E		VALORACION	
						Estrato		VALORACION	
						Ve		VALORACION	
						Vania		VALORACION	
						Contacto		VALORACION	
						Fa		VALORACION	
						Falla		VALORACION	
						Diabasa		VALORACION	
						D		VALORACION	
						E		VALORACION	
						Estrato		VALORACION	
						Ve		VALORACION	
						Vania		VALORACION	
						Contacto		VALORACION	
						Fa		VALORACION	
						Falla		VALORACION	
						Diabasa		VALORACION	
						D		VALORACION	
						E		VALORACION	
						Estrato		VALORACION	
						Ve		VALORACION	
						Vania		VALORACION	
						Contacto		VALORACION	
						Fa		VALORACION	
						Falla		VALORACION	
						Diabasa		VALORACION	
						D		VALORACION	
						E		VALORACION	
						Estrato		VALORACION	
						Ve		VALORACION	
						Vania		VALORACION	
						Contacto		VALORACION	
						Fa		VALORACION	
						Falla		VALORACION	
						Diabasa		VALORACION	
						D		VALORACION	
						E		VALORACION	
						Estrato		VALORACION	
						Ve		VALORACION	
						Vania		VALORACION	
						Contacto		VALORACION	
						Fa		VALORACION	
						Falla		VALORACION	
						Diabasa		VALORACION	
						D		VALORACION	
						E		VALORACION	
						Estrato		VALORACION	
						Ve		VALORACION	
						Vania		VALORACION	

Anexo 13

Mapeo Geomecánico de labores subterráneas E-5

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS		CORRIENTE DE LA EXCAVACION PUNGE 75		TRAMO DESDE 0 HASTA 8		PROYECTO : EVALUACION GEOMECANICA PARA EL DIMENSIONAMIENTO DE TAJOS EN EL SISTEMA DE EXPLOTACION POR TALADROS LARGOS EN LA UNIDAD MINERA UNTUCA CORI PUNO SAC		POR : PSANCHEZ	
CORI PUNO		ORIENTACION DE LA EXCAVACION TREND 35		FRECUENCIA FRACTURAS N° Fract./ m. 18		UBICACION : POMARANI		FECHA : DICIEMBRE DEL 2017	
N° ESTACION E-5		ORIENTACION % 50		RELLENO % 50		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)		HOJA : 5 de 15	
TIPO ESTRUCT.		BUZAMIENTO		TIPO		PARAMETRO		VALORACION	
DIREC. DE BUZAM.		%		Atr. Ox		R. COMPRESIONIAL (MPa)		VALOR ESTIMADO	
77		81		5.4		ROD %		RANGO DE VALORES	
76		76		4		PERSISTENCIA		50-100 (7) X 25-50 (4)	
73		74		5.4		APERTURA		50-75 (13) X 25-50 (8)	
70		84		5.4		CONDICION DE RUGOSIDAD		0.2-0.6 (10) X 0.06-0.2 (8)	
334		84		5.4		RELENO		3-10m (2) X 10-20m (1)	
349		90		5.4		JUNTAS		1-3m Long. (4) X 1-5 mm (1)	
333		88		5.4		AGUA SUBTERRANEA		0.1-1.0mm (4) X Lisa (1)	
347		87		5.4		SECO		Duro < 5mm (4) X Duro < 5mm (1)	
257		14		5.4		ALTERACION		Mod. Alterada. (2) X Muy Alterada. (3)	
255		17		5.4		Mojado		Mojado (7) X Gaseo (4)	
74		54		5.4		Humedo		Humedo (10)	
GRADO		INDICE DE RESISTENCIAS		RANGO RESIS. COMP. Mpa		RMR		VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) = 45	
R1		Delzable con golpes firmes con la punta de martillo de geologo se desmenucha con una cuchilla		10 - 5.0		80-61		CLASE DE MACIZO ROCOSO	
R2		Se desmenucha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)		5 - 2.5		60-51		50-41	
R3		No se raya ni desmenucha con cuchilla. La muestra se rompe con golpe firme del martillo		2.5 - 5.0		40-31		40-31	
R4		La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo		5.0 - 10.0		30-21		30-21	
R5		Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra		10.0 - 25.0		20-10		20-10	
R6		Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo		> 25.0		10-0		10-0	
I SANA		Ningun signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales				III Buena		III Buena	
II LIGERO		La decoloración indica alteración. El material rocoso y superf. de disc. El material rocoso decolorado extremadamente es más débil que en su condición sana.				IIIA Regular A		IIIA Regular A	
III MODERADA		Marcas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.				IIIB Regular B		IIIB Regular B	
IV MUY ALTERAD.		Marcas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.				IIV Buena		IIV Buena	
V DESCOMP. PU.		Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.				IIV Buena		IIV Buena	
DESCRIPCION		INDICE DE ALTERACION		ABREVIACION DE TIPO DE RELENO		DESCRIPCION		ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO	
Pizarra		Py		Pirita		I Buena		1 > 2 m	
Filita		Limos		Limos		II Buena		2 0.6 - 2 m	
Mercuraritz		Silice		Silice		III Regular A		3 0.2 - 0.6 m	
Cuarcita		Ca		Ca		IIIA Regular A		4 0.06 - 0.2 m	
Brecha		Calcaia		Calcaia		IIIB Regular B		5 < 0.06 m	
D Diacasa		E Estrato		E Estrato		IIV Buena			
Fa Falla		Ve Venilia		Ve Venilia		IIIA Regular A			
Ct Contacto		Ct Contacto		Ct Contacto		IIIB Regular B			
Ox Oxido		Py Pirita		Py Pirita		IIV Buena			
Arc Arcilla		Lm Limos		Limos		IIIA Regular A			
Cb Carbonatos		Sl Silice		Silice		IIIB Regular B			
Pzo Panizo		Ca Ca		Ca Ca		IIV Buena			



Evaluación Geomecánica		Mina de Mina Untuca	
Major Planes Orientations		ID Dip/Dir	
1m		16/256	
2m		80/074	
3m		87/342	

Fuente: elaboración propia

Anexo 14

Mapeo Geomecánico de labores subterráneas E-6

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS		CORRI PUNO		ORIENTACION DE LA EXCAVACION		TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)		PROYECTO : EVALUACION GEOMECANICA PARA EL DIMENSIONAMIENTO DE TAJOS EN EL SISTEMA DE EXPLOTACION POR TALADROS LARGOS EN LA UNIDAD MINERA UNTUCA CORI PUNO SAC		POMARANI		POR: PSANCHEZ	
ESTACION E-6		TRENDE 205		PLUNGE 80		DESDE 0		HASTA 6		FECHA: DICIEMBRE DEL 2017		HOJA: 6 de 15			
TIPO		ORIENTACION		BUZAMIENTO		RELLENO		ESPACIAMIENTO		ESPAZAMIENTO		VALOR ESTIMADO		VALORACION	
ESTRUC.		DIREC. DE BUZAM.		%		TIPO		ESPAZAMIENTO		ESPAZAMIENTO		VALOR ESTIMADO		VALORACION	
D		161		62		Arc.Ox		4.5		Arc.Ox		50-100		25-50	
D		147		83		Arc.Ox		4.5		Arc.Ox		50-75		25-50	
D		154		91		Arc.Ox		4.5		Arc.Ox		0.2-0.6		0.06-0.2	
D		64		62		Arc.Ox		4.5		Arc.Ox		3-10m		10-20m	
D		69		69		Arc.Ox		4.5		Arc.Ox		1-3m Long.		1-5 mm	
D		77		75		Arc.Ox		4.5		Arc.Ox		0.6-2		Lisa	
D		83		78		Arc.Ox		4.5		Arc.Ox		0.1-10mm		Español de falla	
D		203		3		Arc.Ox		4.5		Arc.Ox		Duro < 5mm		Sueve > 5mm	
D		197		5		Arc.Ox		4.5		Arc.Ox		Lig. Alterada.		Descompuesta	
D		207		8		Arc.Ox		4.5		Arc.Ox		Mojado		Flujp	
D		195		0		Arc.Ox		4.5		Arc.Ox		Seco		Gateo	
												VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =		42	
												CLASE DE MACIZO ROCOSO		IIIB	
												RMR		20-0	
												DESCRIPCION		I Muy Buena	
												Indice de rebote		26	
GRADO		INDICE DE RESISTENCIAS		RANGO RESIS.		ABREVIACION DE TIPO DE ROCA		DESCRIPCION		ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO		ABREVIACION DE TIPO DE ESPACIAMIENTO		Evaluación Geomecánica	
R1		Delzable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desmenucha con una cuchilla		10 - 50		Pizarra		I Buena		Oxido		1		Mayor Planes Orientations	
R2		Se desmenucha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)		5 - 25		Flinta		II Regular		Arclia		2		ID Dip/Dir	
R3		No se raya ni desmenucha con cuchilla. La muestra se rompe con golpe firme del martillo		25 - 50		M arcaurcitz		III Buena		Carbonatos		3		1m 04/204	
R4		La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo		50 - 100		Cuarcita		IV Mala		Panzos		4		2m 72/075	
R5		Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra		100 - 250		Brecha		V Muy Mala		Calclia		5		3m 87/152	
R6		Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo		>250											
GRADO		INDICE DE ALTERACION		DESCRIPCION											
I SANA		Ningun signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales													
II LIGERO		La decoloración indica alteración. El material rocoso es más débil que en su condición sana.													
III MODERADA		La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.													
IV MUY ALTERD.		La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.													
V DESCOMPU.		Todo el material rocoso está descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aún se conserva intacta.													

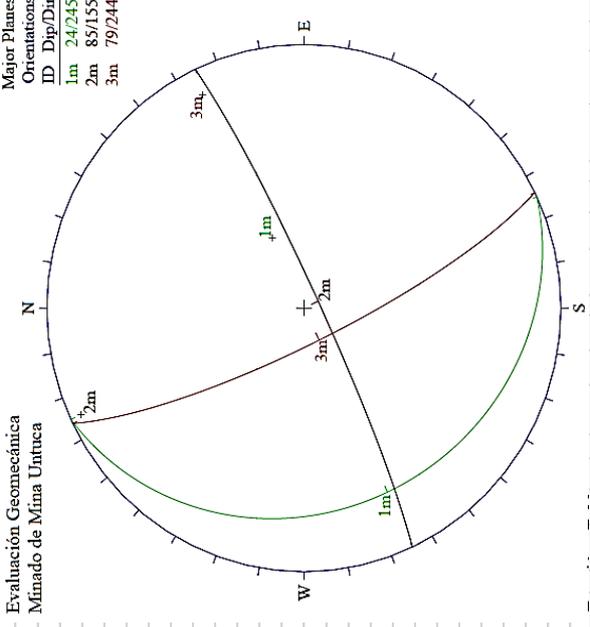




Anexo 17

Mapeo Geomecánico de labores subterráneas E-9

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS		CORRIENTE DE LA EXCAVACION PUNGE 75		TRAMO DESDE 0 HASTA 10		PROYECTO : EVALUACION GEOMECANICA PARA EL DIMENSIONAMIENTO DE TAJOS EN EL SISTEMA DE EXPLOTACION POR TALADROS LARGOS EN LA UNIDAD MINERA UNTUCA CORI PUNO SAC		POR : PSANCHEZ	
CORI PUNO		ORIENTACION DE LA EXCAVACION TEND 240		FRECUENCIA FRACTURAS N° Fract./ m. 18		UBICACION : POMARANI		FECHA : DICIEMBRE DEL 2017	
N° ESTACION E-9		ORIENTACION % 100		RELLENO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)		HOJA : 9 de 15	
TIPO ESTRUCT.		BUZAMIENTO		ESPACIAMIENTO		PARAMETRO		VALORACION	
DIREC. DE BUZAM.		%		TIPO		R. COMPRESION AXIAL (MPa)		RANGO DE VALORES	
162		84		Atr. Ox		ROD %		VALOR ESTIMADO	
152		89		Atr. Ox		ESPACIAMIENTO (m)		50-100 (7) X 25-50 (4)	
149		79		Atr. Ox		CONDICION DE APERTURA		50-75 (13) X 25-50 (8)	
73		29		Atr. Ox		Muy rugosa (6)		0.2-0.6 (10) X 0.06-0.2 (8)	
67		19		Atr. Ox		Limpia (6)		3-10m (2) X 10-20m (1)	
83		22		Atr. Ox		Muy rugosa (6)		0.1-1.0mm (4) X 1-5 mm (1)	
243		21		Atr. Ox		Limpia (6)		Lig. rugosa (3) X Lisa (1)	
244		26		Atr. Ox		Muy rugosa (6)		Duro < 5mm (4) X Duro < 5mm (1)	
253		72		Atr. Ox		Limpia (6)		Mod. Alterada. (2) X Muy Alterada. (2)	
234		73		Atr. Ox		Limpia (6)		Mod. Alterada. (3) X Muy Alterada. (2)	
243		89		Atr. Ox		Limpia (6)		Mod. Alterada. (3) X Muy Alterada. (2)	
GRADO		INDICE DE RESISTENCIAS		INDICE DE ALTERACION		R.M.R		VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) = 46	
R1		Delzable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desmenuza con una cuchilla		Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales		100 - 81		CLASE DE MACIZO ROCOSO	
R2		Se desmenuza con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)		La decoloración indica alteración. El material rocoso y superf. de disc. El material rocoso decolorado extremadamente es más débil que en su condición sana.		80 - 61		I Buena	
R3		No se raya ni desmenuza con cuchilla. La muestra se rompe con golpe firme del martillo		Marcas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.		60 - 51		IIA Regular A	
R4		La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo		Marcas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.		40 - 31		IVB Mala B	
R5		Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra		Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.		30 - 21		V Muy Mala	
R6		Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo				20 - 0		IIIB	
I SANA		Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales				RMR		MAYOR PLANES	
II LIGERO		La decoloración indica alteración. El material rocoso y superf. de disc. El material rocoso decolorado extremadamente es más débil que en su condición sana.				DESCRIPCION		ID Dip/Dir	
III MODERADA		Marcas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.				I Muy Buena		1m 24/245	
IV MUY ALTERD.		Marcas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.				II Buena		2m 85/155	
V DESCOMPU.		Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.				III Regular A		3m 79/244	
						IV Mala A		MAYOR ORIENTACIONES	
						V Muy Mala		ID Dip/Dir	
								1m 24/245	
								2m 85/155	
								3m 79/244	



Fuente: elaboración propia



Anexo 19

Mapeo Geomecánico de labores subterráneas E-11

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS		CORRIENTE DE LA EXCAVACION PUNGE 80		TRAMO DESDE 0 HASTA 7		PROYECTO : EVALUACION GEOMECANICA PARA EL DIMENSIONAMIENTO DE TAJOS EN EL SISTEMA DE EXPLOTACION POR TALADROS LARGOS EN LA UNIDAD MINERA UNTUCA CORI PUNO SAC		POR : PSANCHEZ	
CORI PUNO		ORIENTACION DE LA EXCAVACION TREND 187		FRECUENCIA FRACTURAS N°Fract./ m. 20		UBICACION : POMARANI		FECHA : DICIEMBRE DEL 2017	
N° ESTACION E-11		ORIENTACION % 100		RELLENO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)		HOJA : 11 de 15	
TIPO ESTRUCT.		BUZAMIENTO		ESPACIAMIENTO		RANGO DE VALORES		VALORACION	
DIREC. DE BUZAM.		%		TIPO		VALOR ESTIMADO		VALORACI.	
D	162	89	4.5	Arc.Ox	<5mm	25-50	(7) X	25-50	(4)
D	164	84	4.5	Arc.Ox	<5mm	50-100	(12) X	50-100	(8)
D	163	85	4.5	Arc.Ox	<5mm	50-75	(13) X	25-50	(8)
D	163	91	4.5	Arc.Ox	<5mm	0.2-0.6	(10) X	0.06-0.2	(8)
D	236	84	4.5	Arc.Ox	<5mm	3-10m	(2) X	10-20m	(1)
D	254	81	4.5	Arc.Ox	<5mm	1-3m Long.	(4) X	1-5mm	(1)
D	242	86	4.5	Arc.Ox	<5mm	<0.1mm apert.	(5) X	Lisa	(1)
D	236	74	4.5	Arc.Ox	<5mm	Rugosa	(5) X	Lig.rugosa	(3)
D	181	5	4.5	Arc.Ox	<5mm	Muy rugosa	(6) X	Espalade falla	(0)
D	172	8	4.5	Arc.Ox	<5mm	Limpia	(6) X	Suave <5mm	(1)
D	167	0	4.5	Arc.Ox	<5mm	Sana	(6) X	Duro <5mm	(4)
D						Mod.Alterada.	(3) X	Muy Alterada.	(2)
D						Seco	(15) X	Mojado	(7)
D							(10)	Humedo	(4)
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) = 45									
CLASE DE MACIZO ROCOSO									
RMR 100 - 81 80 - 61 60 - 51 50 - 41 40 - 31 30 - 21 20 - 0									
DESCRIPCION I Muy Buena II Buena III Regular A III B Regular B IV A Mala A IV B Mala B V Muy Mala									
Evaluación Geomecánica									
Mina de Mina Untuca									
Major Planes Orientations									
ID Dip/Dir									
1m 05/176									
2m 82/243									
3m 87/163									

PARAMETRO	VALOR ESTIMADO	VALORACION
R. COMPRESION UNIAXIAL (MPa)		
ROD %		
ESPACIAMIENTO (m)		
CONDICION DE APERTURA		
DE RUGOSIDAD		
RELLENO DE JUNTAS		
ALTERACION		
AGUA SUBTERRANEA		

ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	DESCRIPCION
PZ	Pizarra
FLT	Filita
MTC	Marcacuitz
QZT	Cuarcita
BX	Brecha

ABREVIACION DE TIPO DE ESTRUCTURAS	DESCRIPCION
D	Diapirasa
E	Estrato
Fa	Falla
Ve	Venilia
Ct	Contacto

ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO	DESCRIPCION
Ox	Oxido
Py	Pirita
Arc	Arclia
Lm	Limos
Cb	Carbonatos
Sl	Silice
Pzo	Panizo
Ca	Calclia

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO	DESCRIPCION
1	>2 m
2	0.6 - 2 m
3	0.2 - 0.6 m
4	0.06 - 0.2 m
5	<0.06 m

GRADO	INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. COMP. Mpa
R1	Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desmenucha con una cuchilla	10 - 50
R2	Se desmenucha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se rayan ni desmenucha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo	>250

GRADO	INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION
I SANA	Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales
II LIGERO	La decoloración indica alteración de material rocoso y superf. de disc. El material rocoso decolorado extremadamente es más débil que en su condición sana.
III MODERADA	Menos de la mitad del mat. rocoso está descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un núcleo continuo o como núcleo rocoso.
IV MUY ALTERD.	Más de la mitad del mat. rocoso está descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.
V DESCOMPU.	Todo el material rocoso está descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aún se conserva intacta.

Fuente: elaboración propia



Anexo 21

Mapeo Geomecánico de labores subterráneas E-13

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS		CORRIENTE DE LA EXCAVACION PUNGE 84		TRAMO DESDE 0 HASTA 5		PROYECTO : EVALUACION GEOMECANICA PARA EL DIMENSIONAMIENTO DE TAJOS EN EL SISTEMA DE EXPLOTACION POR TALADROS LARGOS EN LA UNIDAD MINERA UNTUCA CORI PUNO SAC		POR : PSANCHEZ	
CORI PUNO		ORIENTACION DE LA EXCAVACION TREND 224		FRECUENCIA FRACTURAS N° Fract./ m. 20		UBICACION : POMARANI		FECHA : DICIEMBRE DEL 2017	
N° ESTACION E-13		ORIENTACION % 100		RELLENO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)		HOJA : 12 de 15	
TIPO		ESPACIAMIENTO		COMENTARIOS		RANGO DE VALORES		VALORACION	
ESTRUC. DIREC. DE BUZAM.		BUZAMIENTO				VALOR ESTIMADO			
D 177		4.5		1*		R. COMPRESION AXIAL (MPa)			
D 166		4.5		1*		ROD %			
D 164		4.5		1*		ESPACIAMIENTO (m)			
D 254		4.5		2*		CONDICION DE APERTURA			
D 155		4.5		2*		RUGOSA			
D 255		4.5		2*		RELLENO			
D 261		4.5		3*		JUNTAS			
D 256		4.5		3*		ALTERACION			
D 264		4.5		3*		AGUA SUBTERRANEA			
D 254		4.5		3*					
GRADO		INDICE DE RESISTENCIAS		RANGO RESIS. COMP. Mpa		ABREVIACION DE TIPO DE ROCA			
R1		Delizable con golpes firmes con la punta de martillo de geologo se desmenucha con una cuchilla		10 - 50		Pizarra			
R2		Se desmenucha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)		5 - 25		Flinta			
R3		No se rayan ni desmenucha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo		25 - 50		M arcuarcitz			
R4		La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo		50 - 100		Cuarcita			
R5		Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra		100 - 250		Brecha			
R6		Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo		>250					
GRADO		INDICE DE ALTERACION				ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO			
I SANA		Ningun signo de alteracion en el material rocoso. Quizás lig. decoloracion sobre superficies de discontinuidades principales				Oxido		Py	
II LIGERO		La decoloracion indica alteracion de material rocoso y superf. de disc. El material rocoso decolorado extremadamente es más débil que en su condición sana.				Arcilla		Lm	
III MODERADA		Marcas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.				Carbonatos		Sl	
IV MUY ALTERD.		Marcas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.				Panizo		Ca	
V DESCOMPU.		Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.				Calclita			

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)		VALORACION			
PARAMETRO		RANGO DE VALORES			
R. COMPRESION AXIAL (MPa)		VALOR ESTIMADO			
ROD %					
ESPACIAMIENTO (m)					
CONDICION DE APERTURA					
RUGOSA					
RELLENO					
JUNTAS					
ALTERACION					
AGUA SUBTERRANEA					
>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	25(2) - 5(1) <(0)	1
90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2
<2 (20)	0.6-2 (16)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	<0.06 (5)	3
<1mm long. (6)	1-3m Long. (4)	3-10m (2)	10-20m (1)	>20m (0)	4A
Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1-5 mm (1)	>5 mm (0)	4B
Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C
Limpia (6)	Duro <5mm (4)	Duro-5mm (2)	Suave <5mm (1)	Suave >5mm (0)	4D
Sana (6)	Lig.Alterada. (5)	Mod.Alterada. (3)	Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)	4E
Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Gateo (4)	Flujo (0)	5
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) = 32					
CLASE DE MACIZO ROCOSO					
80-61	60-51	50-41	40-31	30-21	20-0
II Buena	III Regular A	III Regular B	IV Mala A	IV Mala B	V Muy Mala
VALORACION GEOMECANICA					
Minedo de Mina Untuca					
MAYOR PLANES					
Orientations					
ID Dip/Dir					
1m 15/259					
2m 81/255					
3m 85/166					

Fuente : elaboracion propia



