

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



T E S I S

**Evaluación geomecánica para determinar las dimensiones del tajeo
7013 nivel 4300 cuerpo M y pilar de seguridad aplicado a la
explotación por subniveles en la empresa minera Los Quenuales
S.A.**

Para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor:

Bach. Elmer Gustavo TORRES CORTEZ

Asesor:

Dr. Agustín Arturo AGUIRRE ADAUTO

Cerro de Pasco - Peru - 2024

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



T E S I S

**Evaluación geomecánica para determinar las dimensiones del tajeo
7013 nivel 4300 cuerpo M y pilar de seguridad aplicado a la
explotación por subniveles en la empresa minera Los Quenuales
S.A.**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Mg. Silvestre Fabian BENAVIDES CHAGUA
PRESIDENTE

Ing. Julio César SANTIAGO RIVERA
MIEMBRO

Mg. Raul FERNÁNDEZ MALLQUI
MIEMBRO



Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión
Facultad de Ingeniería de Minas
Unidad de Investigación

INFORME DE ORIGINALIDAD N°067-JUIFIM-2024

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión ha realizado el análisis con exclusiones en el Software Turnitin Similarity, que a continuación se detalla:

Presentado por:

Bachiller: Elmer Gustavo, TORRES CORTEZ

Escuela de Formación Profesional

Ingeniería de Minas

Tipo de trabajo:

Tesis

EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR LAS DIMENSIONES DEL TAJEO 7013 NIVEL 4300 CUERPO M Y PILAR DE SEGURIDAD APLICADO A LA EXPLOTACIÓN POR SUBNIVELES EN LA EMPRESA MINERA LOS QUENUALES S.A.

Asesor:

Dr. Agustín Arturo, AGUIRRE ADAUTO

Índice de Similitud: 13%

Calificativo

APROBADO

Se adjunta al presente el informe y el reporte de evaluación del software similitud.

Cerro de Pasco, 16 de febrero 2024



Firmado digitalmente por AGUIRRE
ADAUTO Agustín Arturo FAU
201516050195 soft
Motivo: Soy el autor del documento
Fecha: 16.02.2024 00:54:49 -05:00

Dr. Agustín Arturo AGUIRRE ADAUTO
JEFE DE LA UNIDAD DE INVESTIGACION DE LA
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

C.c.
Archivo

DEDICATORIA

El presente estudio de investigación, está dedicado con mucho cariño y amor a mis padres: y ; por su formación en valores y principios, que me dedicaron en la responsabilidad y me motivaron en cumplir los propósitos que se presentan en la vida en base a constancia y superación.

AGRADECIMIENTO

El agradecimiento a Dios por su bendición y guía por la ruta del éxito y logro de la meta de optar el título profesional con la presentación de esta tesis como un aporte a la sociedad científica. A la Universidad Nacional Daniel A. Carrión, Facultad de Ingeniería de Minas a través de sus docentes impartieron sus conocimientos a la formación de profesionales mineros.

A los colegas ingenieros de la Empresa Minera los Quenuales S.A. especialmente al área de geomecánica, por permitirme hacer realidad este proyecto y a las personas que de una u otra manera me apoyaron.

Bach. Elmer Gustavo TORRES CORTEZ

RESUMEN

El estudio de investigación, presenta como objetivo la evaluación de la influencia geomecánica de la masa rocosa en el proceso de diseño y dimensionamiento de tajeo y pilar de seguridad, aplicado a la explotación por subniveles en la Empresa Minera Los Quenuales S.A.; en cuanto al estudio de material y métodos, tiene en enfoque cuantitativo, aplicado con un diseño transversal del tipo no experimental; que consiste en la evaluación geomecánica del macizo rocoso en el dimensionamiento de un tajo y también del pilar de seguridad aplicado en el método de explotación por subniveles; el estudio, se realizó a través del gráfico de Mattews y Potvin, mediante el número de estabilidad en la que se obtuvo el valor e índice Q' los factores A, B y C; en relación al radio hidráulico se obtuvieron valores al lado norte y sur del tajo de 6.5, caja piso y caja techo de 9.0 y techo del tajeo de 6.4. A través de estos datos se obtuvieron los resultados de la dimensión del tajeo con una longitud de 35 metros y un banqueo de 37 metros de altura; asimismo, se obtuvo el valor del pilar de seguridad a través del análisis de pilar corona mediante metodología de Pakalnis, obteniéndose los valores de $P = 10$ metros (Altura del pilar = H en el modelo) y $W: 8$ mts (Ancho de pilar). Como conclusión se tiene, el método gráfico de estabilidad al minar el TJ 7013 con una configuración final de $20m(A) \times 37m(H) \times 35m(L)$.

Palabras clave: Evaluación geomecánica, dimensionamiento de tajeo, pilar de seguridad

ABSTRACT

The objective of the research study is the evaluation of the geomechanical influence of the rock mass in the design and dimensioning process of the pit and safety pillar, applied to the exploitation by sublevels in the Los Quenuales S.A. Mining Company. The study of material and methods has a quantitative approach, applied with a transversal design of non-experimental type; which consists of the geomechanical evaluation of the rock mass in the dimensioning of a pit and also of the safety pillar applied in the mining method by sublevels; the study was carried out through the Matthews and Potvin graph, by means of the stability number in which the value and index Q' , factors A, B and C were obtained; in relation to the hydraulic radius, values were obtained on the north and south side of the stage of 6.5, floor and roof box of 9.0 and pit roof of 6.4. Through these data, the results of the pit dimension were obtained with a length of 35 meters and a bench height of 37 meters; also, the value of the safety pillar was obtained through the crown pillar analysis using Pakalnis methodology, obtaining the values of $P = 10$ meters (pillar height = H in the model) and $W: 8$ meters (pillar width). As a conclusion, the graphical stability method is obtained when mining the TJ 7013 with a final configuration of 20m(A)x37m(H)x35m(L).

Key words: Geomechanical evaluation, pit dimensioning, safety pillar.

INTRODUCCIÓN

El estudio de investigación, se realizó en la Compañía Minera los Quenuales S.A., siendo el objetivo de la evaluación en la influencia geomecánica de la masa rocosa en el proceso de diseño y dimensionamiento de tajeo y pilar de seguridad, aplicado a la explotación por subniveles en la Empresa Minera Los Quenuales S.A.; donde las Compañías Mineras, durante el minado se concentra en el tajeo, porque es la labor de donde se extrae el mineral fragmentado, por tanto; debe tener un diseño adecuado en cuanto a sus dimensiones y también del pilar de seguridad, para que el tajeo no colapse y haya subsidencia. Al respecto, se ha realizado el mapeo geomecánico en relación al tajeo 7013 cuerpo M, Obteniéndose tres familias principales de discontinuidades F1 (Familia 1, Dip/Dip Direction 76°/ 346°), F2 (Familia 2, Dip/Dip Direction 78°/177°), y F3 (Familia 3, Dip/ Dip Direction 59°/ 281°), además de un sistema secundarios. En el diseño de las dimensiones se llevó a cabo, mediante el número de estabilidad, obteniéndose valores del índice Q´ modificado; también de los factores A, B y C, de los lados norte y sur, caja piso, caja techo y techo del tajeo; asimismo, se realizó el cálculo del radio hidráulico; a través de los parámetros del número de estabilidad y radio hidráulico, y con el análisis del gráfico de estabilidad, se determina, que se encuentra en una zona de inestabilidad media, significa que se encuentra en un área segura; y según el método gráfico de estabilidad al minar el TJ 7013 se tiene una configuración final de 20m(A)x37m(H)x35m(L), un Elos de 1.5 a 2m. y con el cálculo de Pakalnis se obtiene los valores de P = 10 metros (Altura del pilar = H en el modelo) y W: 8 mts (Ancho de pilar).

En la realización de la tesis propuesta se ha considerado, 04 partes: en el Capítulo N°01 se consideró el problema de investigación; que, está compuesto con la la identificación y formulación del problema, sus objetivos y también su justificación. El capítulo N°02, trata del marco teórico, que comprende los antecedentes, las bases teóricas en que basa el estudio; también, la formulación de hipótesis e identificación de

las variables independiente y dependiente. En el capítulo N°03, se considera la metodología, el tipo de investigación, la población y el muestreo, técnicas de recolección y procesamiento de los análisis de los datos. El capítulo N°04, comprende la evaluación geomecánica, el análisis de las dimensiones del tajeo con el pilar de seguridad, la prueba de hipótesis y los resultados; para finalizar se considera las conclusiones y recomendaciones.

El Autor

INDICE

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
RESUMEN	
ABSTRACT	
INTRODUCCIÓN	
INDICE	

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1. Identificación y determinación del problema	1
1.2. Delimitación de la investigación	2
1.2.1. Factor Temporal	2
1.2.2. Factor Espacial.....	2
1.2.3. Ubicación y accesibilidad del trabajo de investigación.....	3
1.2.4. Geología estructural	10
1.2.5. Geología local	11
1.2.6. Inventario de recursos.....	14
1.3. Formulación del problema.....	18
1.3.1. Problema general	18
1.3.2. Problemas Específicos	19
1.4. Formulación de objetivos	19
1.4.1. Objetivo general	19
1.4.2. Objetivos Específicos	19
1.5. Justificación de la investigación	20
1.6. Limitaciones de la investigación.....	20

CAPITULO II
MARCO TEORICO

2.1. Antecedentes de estudio	21
2.2. Bases teóricas – científicas.....	24
2.2.1. Evaluación geomecánica.....	24
2.2.2. Información recolectada	25
2.2.3. Índices geomecánicos	26
2.2.4. Gráfico de estabilidad.....	30
2.2.5. Método gráfico de estabilidad de pilares.....	31
2.3. Definición de términos básicos	32
2.4. Formulación de hipótesis	33
2.4.1. Hipótesis general.....	33
2.4.2. Hipótesis Específicas	34
2.5. Identificación de variables.....	34
2.6. Definición operacional de variables y sus indicadores	35

CAPITULO III
METODOLOGIA Y TECNICAS DE LA INVESTIGACION

3.1. Tipo de Investigación	36
3.2. Nivel de investigación	36
3.3. Métodos de investigación	36
3.4. Diseño de investigación	37
3.5. Población y muestra	37
3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	37
3.7. Técnicas de procesamiento y análisis de datos	37

3.8. Tratamiento estadístico.....	38
3.9. Orientación ética filosófica y epistémica.....	38

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo.....	39
4.1.1. Introducción.....	39
4.1.2. Aspectos Estructurales.....	41
4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados.....	44
4.2.1. Determinación de esfuerzos tajeo 7013.....	44
4.2.2. Agua subterránea.....	44
4.2.3. Aspecto geomecánico.....	45
4.2.4. Análisis de dimensionamiento de cámaras metodología Mathews cuerpo M.....	52
4.2.5. Ensayo deformacional usando programa.....	54
4.2.6. Estimación empírica de la sobrerotura lineal equivalente (ELOS).....	63
4.3. Prueba de hipótesis.....	66
4.3.1. Hipótesis Específico 1.....	68
4.3.2. Hipótesis Específico 2.....	69
4.4. Discusión de resultados.....	70

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFÍA

ANEXOS

IDICE DE TABLAS

Tabla 1: Resumen de Recursos a diciembre 2021	15
Tabla 2: Criterios del método UBC	16
Tabla 3: Datos de ingreso para selección de método de explotación	17
Tabla 4: Valoración del RMR.....	28
Tabla 5: Operacionalización de variables	35
Tabla 6: Esfuerzos principales del Tajo7013 Nv 43.	44
Tabla 7: Resumen de los parámetros geomecánicos de las unidades geotécnicas..	45
Tabla 8: Determinación del Factor A	48
Tabla 9: Determinación del Factor B	49
Tabla 10: Determinación de los valores del Factor C	50
Tabla 11: Valores del número de estabilidad.....	52
Tabla 12: Determinación del radio hidráulico.....	52
Tabla 13: Valores del radio hidráulico.....	52
Tabla 14: Parámetros geomecánicos, factor de seguridad.....	65

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Método de explotación SLS en cuerpos	18
Figura 2: Mapeo por líneas de detalle	26
Figura 3: Índice de clasificación geomecánica RQD	27
Figura 4: Cálculo del índice Q	29
Figura 5: Parámetros del índice Q modificado	29
Figura 6: Gráfico de estabilidad	30
Figura 7: Método gráfico de estabilidad de pilares	32
Figura 8: Alteración por silificación.....	41
Figura 9: Alteración por cloritización	41
Figura 10: Diagrama de contornos de polos muestra tres familias de discontinuidades principales.....	43
Figura 11: Diagrama de rosetas, muestra que la mayor concentración de discontinuidades en el Tajo 7013.....	43
Figura 12: Ubicación de los esfuerzos principales en el Proyecto del Tajo 7013 Nv 4100.....	44
Figura 13: Resumen de los parámetros geomecánicos de las unidades geotécnicas.	47
Figura 14: Determinación del Factor A.....	49
Figura 15: Gráfico para determinar el Factor B	50
Figura 16: Gráfico para determinar el Factor C	51
Figura 17: Longitudes del tajeo	53
Figura 18: Gráfico de estabilidad para el dimensionamiento de tajeo.....	54
Figura 19: Criterio de inestabilidad de la masa rocosa, a una abertura subterránea.	55
Figura 20: Geometría planteada para el modelamiento.....	56
Figura 21: Fallamiento por corte	56
Figura 22: Fallamiento por tracción	57
Figura 23: Fallamiento por concentración de esfuerzos	57

Figura 24: Análisis de zonas falladas por concentración de esfuerzos en los pilares.	58
Figura 25: Análisis F.S. corte en planta.....	59
Figura 26:	60
Figura 27: Corte vista en planta de las ventanas.....	61
Figura 28: Pilar de seguridad puente.	62
Figura 29: Contornos isoprobables	63
Figura 30: Equivalente lineal de sobrerotura	63
Figura 31: Gráfico de Mathews	64
Figura 32: Factor de seguridad método de Pakalnis.	65
Figura 33: Isolinea Ground motion Hazar de color magenta.....	66

ÍNDICE DE MAPAS

Plano 1: Ubicación y accesibilidad Unidad Minera Yauliyacu	4
Plano 2: Plano Geologico.....	6
Plano 3: Geomecánico de la Rp 642 del Proyecto del Tajo 7013 Nv 4300	40

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1. Identificación y determinación del problema

El planteamiento de un problema de investigación en relación a las dimensiones de un tajeo en el contexto de la geomecánica implica abordar cuestiones relacionadas con la estabilidad y comportamiento de excavaciones subterráneas en roca, teniendo en cuenta aspectos específicos de la geología y la mecánica de los materiales involucrados; que se tiene en cuenta en el diseño de las labores subterráneas de extracción del mineral en la Compañía Minera Los Quenoales S..A.

En el desarrollo del problema de investigación, se trata de comprender cómo las dimensiones de un tajeo, en relación a la masa rocosa y mineralizada, afectan la estabilidad geomecánica de la estructura y, por ende, la seguridad y eficiencia de la operación minera.

En el presente estudio de investigación, se realiza el análisis sobre la influencia de las dimensiones del tajeo en la estabilidad geomecánica, considerando:

La determinación, de las dimensiones del tajeo, como la altura, ancho y longitud, impactan en la estabilidad de la excavación subterránea y de acuerdo

a ello proceder a la optimización de las dimensiones del tajeo para maximizar la estabilidad y eficiencia:

La identificación de las dimensiones óptimas del tajeo que garanticen tanto la estabilidad geomecánica como la eficiencia operativa; asimismo, el estudio de cómo las propiedades geológicas del macizo rocoso interactúan con las dimensiones del tajeo y afectan su estabilidad.

La evaluación de la influencia de las tensiones in situ en las dimensiones del tajeo, buscando la determinación de cómo las tensiones presentes en el macizo rocoso afectan las dimensiones óptimas del tajeo para garantizar la estabilidad a largo plazo.

Al abordar estos planteamientos, se busca avanzar en el conocimiento sobre las relaciones entre las dimensiones de un tajeo y la estabilidad geomecánica, permitiendo optimizar el diseño y operación de excavaciones subterráneas en entornos geológicos específicos.

1.2. Delimitación de la investigación

El estudio de investigación, se delimita a la extracción de mineral a través del tajeo 7013 nivel 4300 cuerpo M, así como también del pilar de seguridad. Esta delimitación del proyecto, está determinado por los siguientes factores:

1.2.1. Factor Temporal

En cuanto a este factor, se considera el conjunto de datos obtenidos a tomar en cuenta en el estudio vienen a ser los referentes al año 2023.

1.2.2. Factor Espacial

El lugar de ubicación, donde se realiza el trabajo de investigación viene a ser el tajeo 7013 que se encuentra en el nivel 4300 en la Empresa Minera los Quenuales S.A. ubicado en el distrito de Chicla provincia de Huarochiri y Región Lima.

1.2.3. Ubicación y accesibilidad del trabajo de investigación

1.2.3.1. Ubicación y accesos

La Unidad minera de Yauliyacu se encuentra ubicada al NE de la Región Lima en el kilómetro 128, provincia de Huarochirí y distrito de Chicla, es accesible por vía terrestre desde Lima (129 Km) y desde la ciudad de Oroya a 55Km. Ver Plano 01.

La mina se ubica en las coordenadas UTM: 365,315.93 E y 8'711,908.37 N.

El acceso es como sigue:

Lima – Matucana – Mina (carretera Central asfaltada) a 118 km.

Lima – Canta – Mina (carretera asfaltada –trocha afirmada) a 222 km.

Plano 1:

Ubicación y accesibilidad Unidad Minera Yauliyacu



Fuente: Cía. Minera Los Quenuales.

1.2.3.2. Geología Regional

El yacimiento se emplaza regionalmente en rocas volcánicas andesíticas de la formación Carlos, Francisco y areniscas calcáreas de la formación Casapalca (capas rojas), con estructuras mineralizadas del tipo vetas y cuerpos controlados por dos sistemas Nor-Este y Este-Oeste, cuyos eventos de mineralización ocurrieron en el terciario mediante una

actividad hidrotermal de baja sulfuración, originando varias estructuras rellenas y reemplazadas por sulfuros. Ver plano N°02.

1.2.3.3. Estratigrafía

La estratigrafía de la región abarca unidades de rocas que van desde el Cretácico superior al Cuaternario.

Cretáceo

Grupo Goyllarisquizga: Sus principales afloramientos se encuentran al NE y Norte de San Mateo, en la intersección con el río Rímac (Túnel Graton) y en la Quebrada Huanchurina. En el área de Huanchurina aflora unos 40 a 50m de la Formación Chimú con estratos masivos de areniscas cuarzosas de grano grueso. La Formación Santa con calizas oolíticas con una potencia de 40m. La Formación Carhuaz con areniscas feldespáticas terrígenas de grano medio, color gris amarillento con tonalidades rojizas intercaladas con limolitas pardo-rojizas.

La Formación Farrat al tope, presenta bancos gruesos estrato crecientes de areniscas cuarzosas gris blanquecinas de grano medio a grueso. En el Túnel Graton solo se observa la Formación Chimú con areniscas cuarzosas de grano medio a fino, intercalados finamente con limolitas y lutitas rojizas.

Formación Pariahuanca: Aflora en la Quebrada Huanchurina con areniscas calcáreas beige, de grano fino, en la base; seguidas de calizas wackstone grises con niveles de areniscas calcáreas.

Formación Chúlec: Compuesta principalmente por calizas wackstone grises y calizas bioclásticas con abundantes fragmentos de gasterópodos. Aflora en la Quebrada Huanchurina.

Formación Pariatambo: Aflora también en la Quebrada Huanchurina con calizas y margas bituminosas negruzcas intercaladas con calizas oscuras en capas delgadas. Contiene abundante fauna de cefalópodos característicos del Albiano superior. Potencia de 80 a 100m.

Formación Jumasha: Es la de mayor extensión en la región, aflora en Túnel Graton, Quebrada Huanchurina, en el Río Palca (cabecera del Río Santa Eulalia) y en las partes altas de Río Blanco. Presenta calizas grises mudstone a wackstone en estratos de 40 a 50cm de potencia, la parte inferior se caracteriza por unos 20m de calizas oscuras a negras con materia orgánica y en el tope por unos 50m de calizas y lutitas negras con fauna de moluscos. Su potencia es de unos 200m de espesor. Es común encontrarlos en pliegues asimétricos y en chevron, fallados y como escamas tectónicas. En sectores fuera del área puede alcanzar hasta 700m de potencia.

Formación Celendín: Aflora en las cabeceras de los ríos Blanco y Palca, en los alrededores de la represa Yuracmayo y en Sángrar. Sobreyace en concordancia erosional a la Formación Jumasha e infrayace también en concordancia a la Formación Casapalca. Puede alcanzar un espesor de 20m.

Está compuesta de limolitas calcáreas amarillentas o beige en estratificación fina (5 a 10cm) y son poco competentes.

Cretáceo - Paleógeno

Formación Casapalca: Presenta sus afloramientos más conspicuos en las inmediaciones de la mina Casapalca. El Miembro Inferior Casapalca (Capas Rojas) consiste en la base, de una secuencia sedimentaria grano y estrato creciente con limolitas arcillosas rojizas. En la parte media a superior predominan las areniscas feldespáticas calcáreas, de grano fino a medio y de grano grueso en la parte superior. La estratificación es delgada de 15 a 50cm en la base y de 15 a 20cm hacia el tope, algunos horizontes presentan estratificación cruzada. Su potencia supera los 1000m. El Miembro superior Carmen consiste de bancos de 2 a 5m de conglomerados algo calcáreos clasto-soportados con clastos bien redondeados de areniscas cuarzosas y calizas con diámetros que pueden alcanzar los 15cm en matriz arenosa arcillosa; generalmente se encuentran intercalados con areniscas feldespáticas calcáreas y limolitas rojizas. El contacto entre los dos miembros es variable, en algunos lugares es concordante y en otros discordante. Su potencia supera los 200m.

Paleógeno

Formación Carlos Francisco: Son los volcánicos más antiguos de la región. Se le ha dividido en 3 miembros. Miembro Tablachaca: Reposa en discordancia angular sobre Carmen. Está constituido por aglomerados volcanoclásticos gris oscuro a gris violáceos de 50 a 200m de espesor. Hacia el tope pasa a tobas, brechas tobáceas, aglomerados y ocasionales lavas andesíticas porfiríticas. Al Noroeste de Ticlio consiste en areniscas y limolitas tobáceas gris verdosas a gris violáceas. Miembro Volcánicos Carlos Francisco: Consiste en lavas andesíticas porfiríticas y afaníticas grises, marrón rojizas hasta violáceas; intercaladas ocasionalmente con brechas volcánicas y pórfidos con aspecto local de cuerpos hipabisales. Tiene más de 500m de potencia y se

extiende en dirección NW-SE a lo largo del río Blanco y la quebrada Antajasha. Miembro Yauliyacu: Está formada por tobas rojizas con intercalaciones de areniscas tobáceas grises y marrones y calizas lagunares de extensión restringida. Potencia aproximada 400m.

Formación Bellavista: Aflora en el poblado Bellavista, la mina Rosaura y el sinclinal Americana. Está compuesta por calizas margosas pardo amarillentas con intercalaciones de calizas negras con chert, areniscas tobáceas de 10 a 15cm de espesor, lutitas y limolitas gris verdosas a pardo rojizas. Potencia de unos 200 a 300m.

Formación Río Blanco: Presenta en la base brechas, conglomerados y areniscas volcanoclásticas en estratos de 30 a 50cm de espesor. Le siguen potentes estratos de tobas, tobas lapillíticas y areniscas tobáceas de colores abigarrados; ocasionalmente horizontes de tobas andesíticas y dacíticas así como calizas de estratificación delgada. Potencia aproximada 600m.

Neógeno

Formación Millotingo: Se extiende exclusivamente al oeste del río Blanco – San Mateo y sobreyace en ligera discordancia a la Formación Carlos Francisco. Consta de lavas andesíticas a andesíticas-basálticas gris oscuras a gris violáceas, brechas piroclásticas gris blanquecinas y depósitos de cenizas y bloques dacíticos a riolíticos gris oscuros a rojizos.

Formación Pacococha: Presenta coladas de lava andesítica a andesítica basáltica de color gris oscuro a violáceo con algunas intercalaciones de depósitos de cenizas y bloques que se superponen a los volcánicos anteriores. Aflora en las partes altas del río Palca (Cabecera del río Santa Eulalia) al Este de Colqui y de la mina Caridad.

Rocas intrusivas

Plutón Huanchurina: Se extiende desde la laguna Paticocha al SE hasta la laguna Huamparcocha al NE, está cortada por la quebrada Huanchurina al NNE de San Mateo. Tiene forma elongada de unos 10km de largo por 4 km de ancho y presenta una dirección NNW. La parte central y de mayor extensión es de composición monzonítica a monzodiorítica gradando a dioritas en los bordes. El flanco suroeste corta a las calizas Jumasha y los volcánicos Millotingo, mientras que el flanco Este infrayace a los volcánicos Pacococha.

Diorita Anticona: Aflora en el área de Ticlio y señal Monte Meiggs. Son pequeñas intrusiones de diorita, monzonita, andesita y traquiandesita.

Stock Alcagranja: Se encuentra en las cercanías de la represa Yurajmayo. Tiene forma ovalada y unos 4Km². Es de composición cuarzomonzodiorítica con textura fanerítica granular de grano medio a grueso. Corta a los volcánico Carlos Francisco.

1.2.4. Geología estructural

Tectónica Andina: Se muestra en la parte alta de la Cordillera Occidental por la deformación que han sufrido los sedimentos mesozoicos y terciarios, generalmente con estructuras mayores orientadas NW-SE. Fase Peruana: Se evidencia por el cambio de sedimentación marina calcárea (Calizas Jumasha) a continental (Capas rojas Casapalca) que sucedió entre el Cretáceo superior y el Paleógeno con probable plegamiento de gran curvatura y movimientos epirogénicos con inversión tectónica. Es probable que a esta fase se asocie el magmatismo intrusivo que dio lugar al emplazamiento del batolito de la Costa. La Fase Incaica: Fase de mayor acortamiento, pliega toda la secuencia anterior más los volcánicos Carlos Francisco, tectogénesis ocurrida en el Eoceno superior. Fase Quechua: Afectó a los volcánicos Rio Blanco, Millotingo y Pacococha.

Estructuras: El Plegamiento Andino con dirección NNW, afecta a rocas del Cretáceo superior – Paleógeno con anticlinales y sinclinales asimétricos y simétricos en chevron que incluyen el Sinclinal Rio Blanco al Oeste, el anticlinal Casapalca y el sinclinal Americana al Este.

Falla Infiernillo – Río Blanco: Inmediatamente al Oeste de Cacray consiste en dos fallas inversas NW-SE que han cortado a la Formación Jumasha y Carlos Francisco y una falla normal que corta a las calizas Jumasha y forma el flanco occidental del sinclinal Rio Blanco.

La zona imbricada de Sánger pone en contacto núcleos de calizas Jumasha sobre las capas rojas Casapalca mediante un fallamiento inverso NW-SE. Corre hacia el SE formando el flanco oeste del anticlinal Casapalca.

1.2.5. Geología local

Las vetas se emplazan localmente en los volcánicos Carlos Francisco y areniscas calcáreas de la formación Casapalca (capas rojas), con estructuras mineralizadas del tipo vetas con stockworks y disseminados (cuerpos) en sus cajas; controlados por dos sistemas NE-SW y E-W con algunas inflexiones Norte-Sur. Presenta mineralización producto de actividad hidrotermal considerada como de baja a intermedia sulfuración.

En el distrito afloran varios cuerpos intrusivos que son de composición intermedia, químicamente similares con alto contenido de soda, aunque varían en la textura y alteración; donde se tiene:

Pórfido Taruca: Diques y stocks que intruyen a los volcánicos afloran en la zona sureste del área. Uno de los stocks de forma elongada con dirección norte-sur aflora en el cerro Taruca. Estos diques y stocks son porfíricos, con fenocristales de feldespatos (oligoclasa-albita), hornblenda y poco cuarzo incluido en una matriz afanítica. Estas rocas pueden ser llamadas andesitas porfíricas.

Pórfido Victoria: Es de color gris claro y se encuentra en la parte norte del área. El afloramiento es aproximadamente de 300 m de ancho. La roca consiste en fenocristales de albita y poco cuarzo en una matriz fina de sericita.

Estructuras mineralizadas: El Control principalmente es estructural, con moderada influencia del control litológico en sedimentos gruesos bastante calcáreos de la Formación Casapalca.

La mineralización de la mina Yauliyacu se presenta en:

Vetas que han sido formadas por el relleno de fracturas. En superficie, la estructura más importante tiene una longitud aproximada de 5 Km. de los cuales 4.0 km. han sido ya explorados en subsuelo. Verticalmente la mineralización es conocida en un encampane de 1,800 m. Las vetas tienen un rumbo que varía de N30°E y N80°E con buzamientos entre 60° a 80° NW. Son angostas, generalmente menores a 1.00 metro de ancho. Las principales vetas son: M, L, C, P, N y Rayo

Cuerpos: pueden ser de tres tipos:

- a) Stockwork y disseminaciones de mineral laterales a las vetas.
- b) Vetillas y disseminaciones concordantes con la estratificación de areniscas y conglomerados.
- c) Sulfuros masivos de reemplazamiento concordantes con niveles de conglomerados.

La mineralización está en todos los tipos de rocas: en las areniscas del miembro Capas Rojas, en conglomerados del miembro Carmen, tufos del miembro Tablachaca, andesitas del miembro volcánico Carlos Francisco y calizas de la formación Bellavista.

Mineralización y alteración: Los principales minerales de mena son esfalerita, galena, calcopirita, tetraedrita (freibergita) con minerales de ganga

como pirita, cuarzo y calcita. Otros minerales localmente abundantes y raros son:

Oropimente Barita Boulangerita

Rejalgar Huebnerita Jamesonita

Argentita Bornita Bournonita

Estibina Arsenopirita Pirargirita

Rodonita Polibasita Geocronita

Los estudios de inclusiones fluidas en cristales de esfalerita, cuarzo y calcita revelan que los minerales se han depositado por soluciones hidrotermales a temperaturas que varían entre 370°-280°C (Rye y Sawkins).

La mineralización presenta un zoneamiento horizontal característico de adentro hacia afuera en:

Zona I:

- La roca en esta zona está intensamente silicificada
- Las vetas no contienen carbonatos en la parte central, pero calcita puro ocurre en los extremos de esta zona
- Ocasionalmente se encuentra arsenopirita y hubnerita
- La pirita se presenta predominantemente en cristales cúbicos
- Mineralógicamente esta zona consiste en abundante esfalerita con poca galena y poco o nada de tetraedrita

Zona II

- Carbonatos y sericita están presentes en toda la zona
- La esfalerita contiene abundantes inclusiones de calcopirita
- La tetraedrita está comúnmente asociada a esfalerita y galena
- La pirita se presenta predominantemente en piritoedros
- La calcopirita es rara

Zona IIA

- Tiene las mismas características descritas para la zona II
- La calcopirita es relativamente abundante y se presenta también como inclusiones en la esfalerita
- La pirita está asociada a la calcopirita

Zona III

- Carbonatos de alto índice y sericita son abundantes
- La bournonita, geocronita, estibina, oropimente y rejalgar están completamente confinados a esta zona
- La tetraedrita asociada a galena es abundante, mientras que la cantidad de esfalerita disminuye
- La esfalerita con inclusiones de calcopirita es rara o ausente
- La pirita se presenta en piritoedros, los cubos son raros.

La alteración hidrotermal presente en las rocas encajonantes es silicificación, piritización, sericitización (alteración fílica o cuarzo-sericita) en zonas aledañas a las vetas y propilitización a cierta distancia de ellas. La alteración de los horizontes es principalmente epidotización y piritización (alteración propilítica). En los volcánicos los feldespatos se han alterado a sercita y arcillas. Los ferromagnesianos se han alterado a clorita y epidota con presencia de pirita. Hacia el sur en Aguas Calientes las rocas se presentan blanqueadas hasta unos 10 a 15m de las vetas y la silicificación no es intensa.

1.2.6. Inventario de recursos

Contamos con un total de 28´870,041 TM, cubicadas y una ley promedio de Zn: 2.93 %, Pb: 1.33 %, Cu:

0.33 % y Ag: 6.12 Oz. Como se muestra en la siguiente tabla N°01.

Tabla 1:

Resumen de Recursos a diciembre 2021

Yauliyacu	mt	%Zn	%Pb	%Cu	Ag Oz/t	
Measured	5.9	3.0	1.1	0.3	4.0	
Indicated	10.6	2.9	1.2	0.3	5.0	
<u>Inferred</u>		<u>12.4</u>	<u>2.9</u>	<u>1.6</u>	<u>0.4</u>	<u>8.1</u>
December 2022(*)	28.9	2.9	1.3	0.3	6.1	
December 2021(*)	30.0	3.0	1.3	0.3	6.2	

Fuente: Plan anual de minado 2023

1.2.6.1. Método para la selección del Método de Minado UBC

La técnica de selección UBC (University of British Columbia) desarrollada por Miller, Pakalnis & Poulin en 1995 y publicado en la revista "4th Int'l Symp. on Mine Planning and Equipment Selection" en el mismo año. Ver tabla N°03. Este sistema es una versión modificada de la técnica original propuesta por Nicholas (1981). El sistema de selección UBC clasifica la mecánica de rocas dentro de dos parámetros: RMR (Rock Mass Rating, Bienawski, 1989); RSS (Rock Substance Strength).

Para definir el o los métodos de explotación adecuados(s) al yacimiento de Mina Yauliyacu, se considera las siguientes zonas: zona de cuerpos (niveles superiores y profundos con potencia de mineral de 3.5m a 15m) y zona de vetas (niveles profundos con potencia de mineral menores a 3.5m). Ver tabla N°02.

Tabla 2:

Criterios del método UBC

Criterios del método UBC	
1. Forma general	
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
2. Espesor del manto	
Muy estrecho	<3m
Estrecho	3-10m
Intermedio	10-30m
Grueso	30-100m
Muy Grueso	>100m
3. Inclinación	
Plano	<20 grados
Intermedio	20-55 grados
Empinado	>55 grados
4. Profundidad	
Superficial	0-100 m
Intermedio	100-600m
Profundo	>600m
5. Distribución	
Uniforme	El grado en cualquier punto del depósito no varía significativamente de la calificación media.
Gradaciones	El grado tiene características zonales, y cambia gradualmente de un lugar a otro.
Errático	El grado cambia radicalmente en cortas distancias.
6. Rock Mass Ratings (RMR)	
Muy débil	0-20
Débil	20-40
Moderado	40-60
Fuerte	60-80
Muy Fuerte	80-100
7. Rock Substance Strength (Fuerza Uniaxial / Estres principal)	
Muy débil	<5
Débil	5 -10
Moderado	10 - 15
Fuerte	>15

Fuente: (Miller, Panalkis, & Poulin, 1995)

Para la zona de cuerpos se recomienda continuar con el método de explotación por Sublevel Stopping (Sub niveles con taladros largos – SLS) por tener una puntuación de 37. Ver tabla N°03.

Tabla 3:

Datos de ingreso para selección de método de explotación

Salida para zona de cuerpos

MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN	VALORACIÓN DE LA GEOMETRÍA Y DIST. DE VALORES DEL MINERAL					CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS RELEVANTES						VALORACIÓN FINAL DEL MÉTODO
	FORMA	BUZAMIENTO	POTENCIA	DIST. LEYES	PROFUNDIDAD	RMR			RESISTENCIA A LA COMPRESION			
						MINERAL	TECHO	PISO	MINERAL	TECHO	PISO	
Open Pit	2	1	2	3	0	3	4	4	3	4	4	30
Block Caving	2	4	-49	2	3	2	3	3	1	2	2	-25
Sublevel Stopping	4	4	1	4	4	4	3	2	4	4	3	37
Sublevel Caving	4	4	-49	2	2	3	3	3	3	2	2	-21
Longwall	4	-49	3	1	2	4	4	0	2	2	0	-27
Room and Pillar	4	-49	3	2	3	3	3	0	3	2	0	-26
Shrinkage Stopping	4	4	4	2	3	3	2	2	3	3	3	33
Cut and Fill	4	4	4	3	3	2	4	2	3	4	3	36
Top Slicing	2	0	1	1	1	1	2	1	1	2	1	13
Square Set	1	2	3	1	1	1	1	0	1	1	0	12

Fuente: Miller, Panalkis, & Poulin, 1995

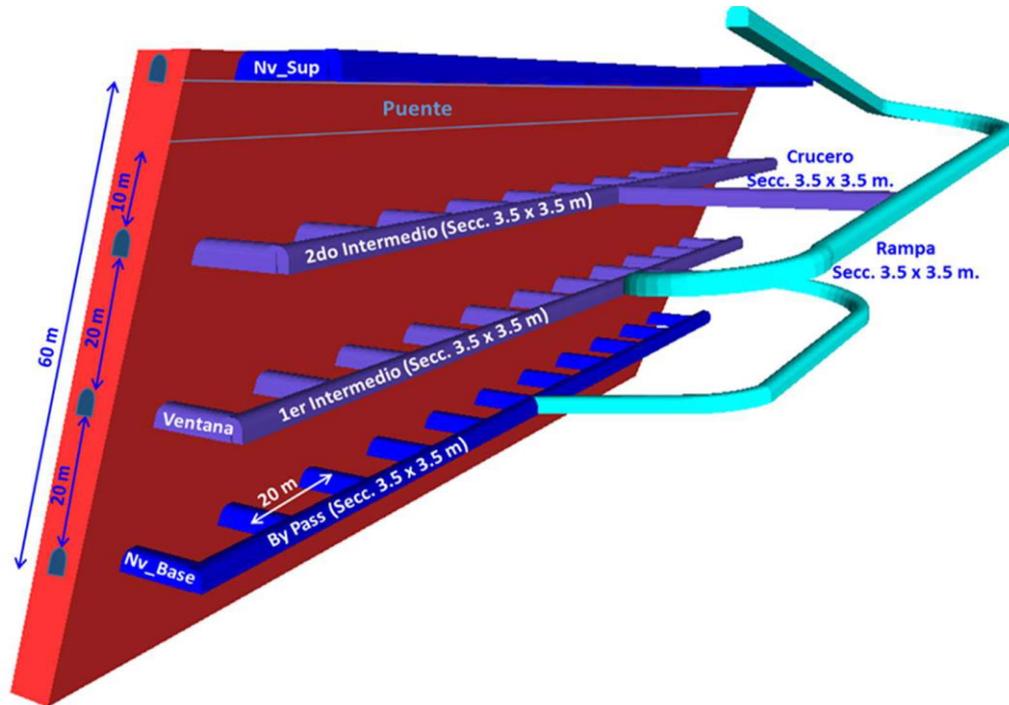
1.2.6.2. Método de Explotación Sub Level Stopping en Cuerpos

Se aplica en el minado vertical en Vetas y Cuerpos diseminados con potencias mayores a 2.5 metros, con las siguientes especificaciones:

- NV. Superior, se ejecutará una labor de 3.5 m x 3.5 m.
- NV. Inferior, se ejecutara una labor de 3.5 m x 3.5 m.
- Las dimensiones del Tajo serán de 55 m a 65.5 m de altura.
- Entre los Niveles Principales (superior e inferior) se realizarán by pass o subniveles.
- La altura entre los by pass o subniveles será como máximo de 20.0 m (banco de minado).
- En el caso que el tajo finalicé en el Nivel Superior, se dejará un puente recomendado por el área de Geomecánica.
- Se deberá contar con un plano que indique la secuencia de minado (secuencia de los paneles que se van a explotar) indicando la ubicación de los pilares y los subniveles de perforación. Ver figura N°01.

Figura 1:

Método de explotación SLS en cuerpos



Fuente: : Miller, Panalkis, & Poulin, 1995

1.3. Formulación del problema

La Unidad Minera Los Quenuales S.A. a través de la labor del nivel 4300 conde se encuentra el tajeo 7013, donde es importante la determinación de las dimensiones de un tajeo en geomecánica; que, implica el diseño y planificación adecuadamente de la excavación de un espacio subterráneo en la masa rocosa, considerando aspectos geotécnicos y de estabilidad y como resultado se formulan el siguiente problema de investigación:

1.3.1. Problema general

¿Cómo influye la evaluación geomecánica de la masa rocosa en el proceso de diseño y dimensionamiento de tajeo y pilar de seguridad, aplicado a la explotación por subniveles en la Empresa Minera Los Quenuales S.A.?

1.3.2. Problemas Específicos

Problema específico 1:

¿Cómo realizar la evaluación geomecánica del macizo rocoso teniendo en cuenta sus propiedades y los riesgos asociados con la inestabilidad en la Empresa Minera Los Quenuales S.A.?

Problema específico 2:

¿Cómo determinar el proceso de aplicación del Método de Estabilidad Gráfica y pilar de seguridad, aplicado a la explotación por subniveles en la Empresa Minera Los Quenuales S.A.?

Problema específico 3:

¿Cómo afecta la interacción entre la roca circundante y las estructuras de soporte al dimensionamiento del tajeo?

1.4. Formulación de objetivos

1.4.1. Objetivo general

Evaluar la influencia geomecánica de la masa rocosa en el proceso de diseño y dimensionamiento de tajeo y pilar de seguridad, aplicado a la explotación por subniveles en la Empresa Minera Los Quenuales S.A.

1.4.2. Objetivos Específicos

Objetivos específicos 1:

Realizar la evaluación geomecánica del macizo rocoso teniendo en cuenta sus propiedades y los riesgos asociados con la inestabilidad en la Empresa Minera Los Quenuales S.A.

Objetivos específicos 2:

Determinar el proceso de aplicación del Método de Estabilidad Gráfica y pilar de seguridad, aplicado a la explotación por subniveles en la Empresa Minera Los Quenuales S.A.

1.5. Justificación de la investigación

La Unidad Minera Los Quenuales S.A., tiene el propósito de llevar a cabo mejoras importantes relacionados al método de explotación por subniveles. Donde, el diseño y dimensionamiento de tajeos en minas es un proceso crítico que impacta directamente en la seguridad y eficiencia de las operaciones mineras. La falta de una evaluación de la masa rocosa puede conducir a situaciones de inestabilidad que ponen en riesgo la vida de los trabajadores y causan pérdidas económicas significativas. A pesar de la disponibilidad del Método de Estabilidad Gráfica como una herramienta valiosa para evaluar la estabilidad en tajeos, su aplicación eficaz depende en gran medida de la calidad y precisión de la evaluación del macizo rocoso. El problema radica en la ausencia de investigaciones exhaustivas que aborden la relación entre la caracterización geológica y geotécnica de la masa rocosa y la aplicación del Método de Estabilidad Gráfica en el diseño de tajeos en minas. Esto resulta en la falta de directrices claras y recomendaciones específicas para optimizar el proceso de diseño y dimensionamiento de tajeos, lo que puede dar lugar a riesgos potenciales y costos operativos no previstos.

Por lo tanto, es esencial abordar esta brecha de conocimiento y comprender cómo una caracterización adecuada de la masa rocosa puede influir en la toma de decisiones en el diseño de tajeos utilizando el Método de Estabilidad Gráfica. Esto permitirá desarrollar estrategias más seguras y eficientes para la operación minera y contribuirá a la reducción de accidentes y pérdidas económicas asociadas con la inestabilidad de los tajeos.

1.6. Limitaciones de la investigación

En el presente trabajo de investigación, no se ha encontrado ningún problema en su ejecución; siendo todo lo contrario, se halló apoyo en obtención de datos.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. Antecedentes de estudio

En el trabajo de tesis, titulado “Aplicación del Método Gráfico de Estabilidad de Mathews en vetas angostas para determinar la dimensión geométrica óptima del tajeo N°1”, sustentado por (Belizario, Condori, 2021) siendo su objetivo de, controlar la inestabilidad del tajeo N°1 determinando su dimensión geométrica óptima en vetas angostas mediante la aplicación del Método Gráfico de Estabilidad de Mathews en la U.M. Debra Luz; cuyas conclusiones principales fueron:

- El análisis de la estabilidad del tajeo de la unidad minera Debra Luz desarrollado en vetas angostas con dimensiones 1.25 x 25 x 30 m mediante el método gráfico de estabilidad.
- De acuerdo a los ensayos de compresión uniaxial de roca intacta de una muestra de la caja techo se obtuvo un valor de 150.30 MPa lo que la clasifica con una roca muy dura.
- Con un nivel de confianza del 95 %, todos los valores de prueba (Z_p) obtenidos son menores a los valores críticos (Z_α). Lo cual indica que la hipótesis de la presente investigación es válida.

En la tesis “Estudio geomecánico para el diseño de tajeos en el nivel de producción en la Unidad Minera Cerro Lindo 2022” de (LAPA, 2021) su objetivo principal es, determinar de qué manera estudio geomecánico influye el diseño de tajeos en el nivel de producción en la unidad minera cerro lindo 2022; siendo sus conclusiones:

- El análisis de distribución de discontinuidades ha indicado que el arreglo estructural de la masa rocosa dentro de cada litología de Cerro Lindo, debajo del Nv. 1800, está conformado por 2 sistemas principales de discontinuidades.
- Los ensayos realizados insitu permiten la toma de decisiones eficientes, para el diseño de sostenimiento de las labores mineras en Cerro Lindo.
- Se han realizado una serie de análisis, el dimensionamiento de los diferentes componentes estructurales asociados al minado estará en función del arreglo estructural de la masa rocosa y del comportamiento esfuerzo/deformación.

La tesis “Evaluación del macizo rocoso aplicando el método gráfico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos” desarrollado por (MEJIA 2021), siendo su objetivo de calcular los resultados de la evaluación del macizo rocoso aplicando el método gráfico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos. Considera las siguientes conclusiones:

- Que con las dimensiones de 25 m de largo y 15 m de alto con un ancho de minado de 1.2 m, el radio hidráulico de la caja techo y el techo del tajeo fueron de 4.69 y 0.57 respectivamente.
- Del análisis de los esfuerzos actuantes en el tajeo consideración el principio de la carga litostática el esfuerzo vertical “ σ_v ” = 2.39 MPa y el esfuerzo horizontal “ σ_h ” = 0.956 Mpa.

- De la evaluación del factor de orientación de las discontinuidades (B) versus la diferencia de buzamiento entre la cara del tajeo y juntas, el valor calculado gráficamente nos dio un valor igual a uno.
- La evaluación del factor de ajuste gravitacional (C) versus el buzamiento de la cara del talud fue de 4.1, considerado como un valor intermedio de una puntuación que va desde 2 a 8.

El estudio de investigación “Determinación de galerías y pilares en la mina de cobre Chehel Koureh” de (Seifabad, MC Kooshahi, YM, Bameri, A. 2022) su objetivo principal se considera, como el macizo rocoso está fracturado y tiene características de semicontinuo, el análisis de estabilidad de las dimensiones de la forma se realizó utilizando el software FLAC 3D. En el método propuesto, se ubicó un pilar cilíndrico con una altura de 3,8 metros sobre el rebaje; sus conclusiones son:

- Los resultados demostraron que no se creó una zona plástica solo alrededor del pilar con un ancho de 8 metros.
- Se obtuvo que el factor de seguridad para este pilar fue de 1,56.

En la tesis, “Evaluación técnico-económica del método sublevel stoping y su variante LBH” de (Morales, R. 2019) siendo su objetivo de, realizar un análisis técnico-económico para identificar factores que afecten a la economía de la aplicación del método sublevel stoping y su variante LBH. y las conclusiones a que arribó son:

- En cuanto al análisis técnico realizado; la variante LBH, se puede aplicar siempre y cuando la roca se encuentre en los parámetros de un RMR mínimo de 75, ya que en los casos que se ha aplicado el método estándar con RMR de 50 se han presentado derrumbes y condiciones de trabajo riesgosas.

- Realizado el análisis económico se ve reflejada una realidad completamente distinta a la esperada, tanto el método sublevel stoping estándar como el sublevel stoping con su variante LBH son rentables en el tiempo y son especialmente sensibles a la ley media con la que se trabaja.
- El método sublevel stoping sin su variante tiene mucho más desarrollo y movimiento de material, y por ende un costo de producción mucho mayor.

De acuerdo a la tesis “Propuesta de diseño de explotación subterránea para la extracción de oro en el área minera Patricia, el Guabo – El Oro” de (Maldonado, D. 2022) con el objetivo de, evaluar las características del macizo rocoso de forma cuantitativa y cualitativa; por lo tanto, es de gran importancia en la toma de decisiones operativas como también en la selección del sistema de explotación; las conclusiones arribadas son:

- Para el análisis del tipo de roca, se utilizó la clasificación geomecánica de Bieniawski 1989, determinando que la roca presente es de tipo II, que la describe como roca buena con una valorización de 61 puntos.
- De acuerdo a los resultados del análisis geomecánico del macizo rocoso se determinó, mediante el método numérico Nicholas (1981), que el método de explotación ascendente es el que más se acopla al yacimiento mineral.
- Se realizó un modelamiento en 3 dimensiones con el objetivo de tener una mejor representación gráfica de la propuesta de diseño de explotación.

2.2. Bases teóricas – científicas

2.2.1. Evaluación geomecánica

Es importante, considerar la evaluación geomecánica, especialmente en el estudio de campo, la recopilación de las informaciones y los datos conseguidos en un laboratorio de mecánica de rocas. Con estas informaciones se va a llegar a determinar la clasificación de la masa rocosa, índices geológicos y otros, para hallar la calidad de la masa rocosa; y con todos estos datos realizar

el dimensionamiento de los tajeos de producción con la ayuda de los programas relacionados a geomecánica.

2.2.2. Información recolectada

Mapeo geomecánico

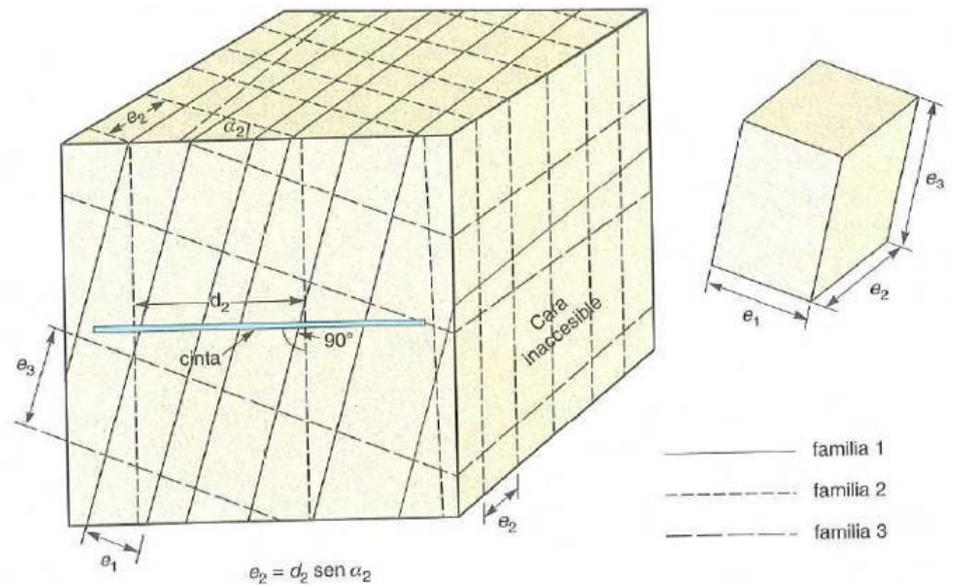
El mapeo geomecánico subterráneo es una técnica fundamental en la industria minera y de túneles que implica el estudio y la caracterización de las propiedades geomecánicas de las rocas y su comportamiento en un entorno subterráneo. Este proceso permite comprender la estabilidad de las estructuras subterráneas, predecir problemas potenciales y diseñar medidas de soporte adecuadas.

Mapeo por líneas de detalle

El mapeo geomecánico por líneas de detalle es una técnica específica dentro del mapeo geomecánico subterráneo que implica la observación y caracterización detallada de las condiciones geomecánicas de las rocas a lo largo de líneas o secciones específicas en una mina, túnel u otra estructura subterránea. Este enfoque proporciona información detallada sobre las propiedades geomecánicas de las rocas en ubicaciones específicas, lo que es crucial para el diseño seguro de excavaciones subterráneas. Ver un modelo en la figura N°02.

Figura 2:

Mapeo por líneas de detalle



Fuente: Gonzalez de Vallejo et al .(2002).

Mapeo por celdas

El mapeo geomecánico por celdas es otra técnica utilizada en ingeniería geomecánica y geotécnica que implica dividir un área subterránea en celdas o bloques para evaluar y caracterizar las propiedades geomecánicas de las rocas en cada una de esas celdas. Este enfoque proporciona una representación espacial detallada de las condiciones geomecánicas en un depósito mineral, mina, túnel o cualquier otra estructura subterránea.

2.2.3. Índices geomecánicos

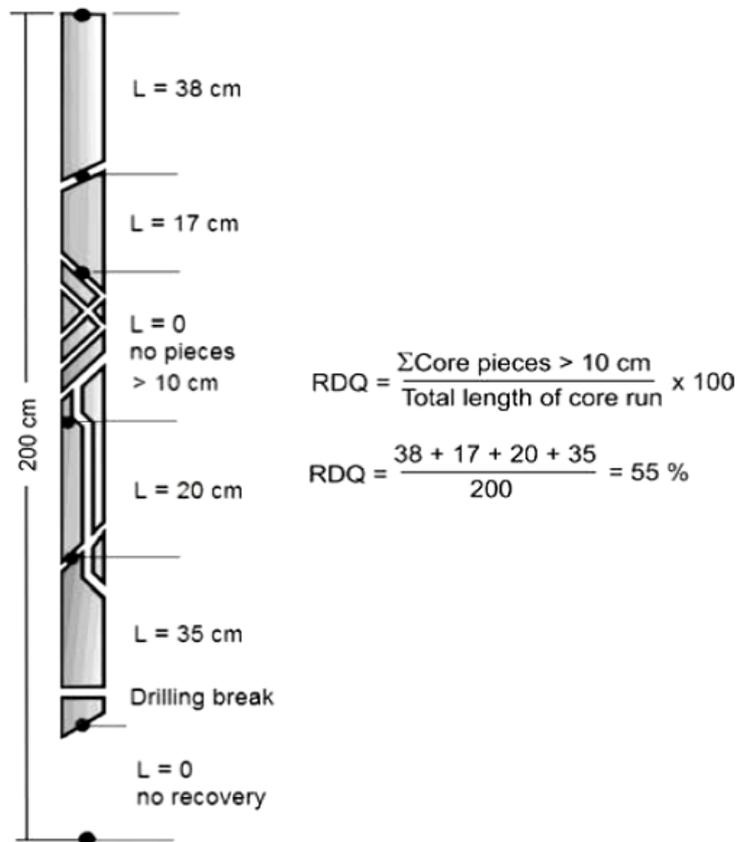
Para determinar la calidad de la roca y evaluar su comportamiento geomecánico, se utilizan varios índices e indicadores geomecánicos. Estos índices ayudan a clasificar las condiciones geomecánicas de las rocas y proporcionan información esencial para el diseño de excavaciones subterráneas, la selección de métodos de extracción y la planificación de medidas de soporte. A continuación, se presenta algunos de los índices geomecánicos comunes para evaluar la calidad de la roca:

A. Índice de Calificación Geomecánica (RQD - Rock Quality Designation):

El RQD es un índice ampliamente utilizado que se basa en la cantidad de fracturas y la calidad de la roca en un testigo de perforación. Cuanto mayor sea el RQD, mayor será la calidad de la roca. Se expresa como un porcentaje de la longitud total del testigo que se considera roca intacta. Ver figura N°03.

Figura 3:

Índice de clasificación geomecánica RQD



Fuente: Clasificación geomecánica de Deere. Índice RQD

También, el RQD se puede calcular mediante, Priest F. Hudson M. (1990), se realiza por la cantidad de discontinuidades que presenta la masa rocosa λ mediante la siguiente fórmula; que, presenta el valor teórico de RQD:

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

$$\lambda = \frac{\sum(N^\circ \text{ de Discontinuidades})}{(\text{Espaciado promedio})}$$

- B. Índice de Calificación de Masa de Roca (RMR - Rock Mass Rating):** El RMR es un índice que evalúa la calidad de la masa rocosa considerando varios parámetros, incluyendo la resistencia de las rocas intactas, el RQD, el espaciamiento de las discontinuidades, la orientación de las discontinuidades, y las condiciones de agua subterránea. Cuanto mayor sea el RMR, mejor será la calidad de la roca. Ver tabla N°04, sobre su rango de valores.

Tabla 4:

Valoración del RMR

Clase Macizo Rocoso	Descripción	RMR
I	Macizo rocoso de excelente calidad	81-100
II	Macizo rocoso de buena calidad	61-80
III	Macizo rocoso de calidad regular	41-60
IV	Macizo rocoso de mala calidad	21-40
V	Macizo rocoso de muy mala calidad	0-20

Nota: Bieniawski (1989) sugiere que trabajos de voladuras de pobre calidad reducen el RMR en un 20%

Fuente: Libro. Rock Mass Rating de Bieniawski.

- C. Índice de Calificación del Macizo Rocoso (Q):** El índice Q se basa en la clasificación geomecánica de Barton, Lien y Lunde. Considera factores como la resistencia de las rocas intactas, la deformabilidad de la roca, la calidad de las discontinuidades, y las condiciones de tensiones in situ. Cuanto mayor sea el valor de Q, mejor será la calidad del macizo rocoso. Ver Figura N°04 en cuanto a fórmula.

Figura 4:

Cálculo del índice Q

$$Q = (RQD/J_n) \cdot (J_r/J_a) \cdot (J_w/SRF)$$

RQD: Índice de calidad de la roca.

J_n: Número de familias.

J_r: Coeficiente de rugosidad de la junta.

J_a: Coeficiente de alteración de la junta.

J_w: Coeficiente reductor por la presencia de agua.

SRF: Factor reductor por tensiones en el macizo rocoso.

Fuente: Sistema Q de Barton. Determinación de sus coeficientes.

El índice modificado de Q de Barton, es lo que se va emplear para el cálculo de las dimensiones del tajeo. Aquí no se considera los factores relacionados a la presencia de agua subterránea ni el factor de esfuerzo de reducción (SRF). Ver Figura N°05.

Figura 5:

Parámetros del índice Q modificado

$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF}$	
RQD	Índice de calidad de la roca
J _n	número de familias
J _r	coeficiente de rugosidad de la junta
J _a	coeficiente de alteración de la junta
J _w	coeficiente reductor por la presencia de agua
SRF	factor reductor por tensiones en el macizo rocoso

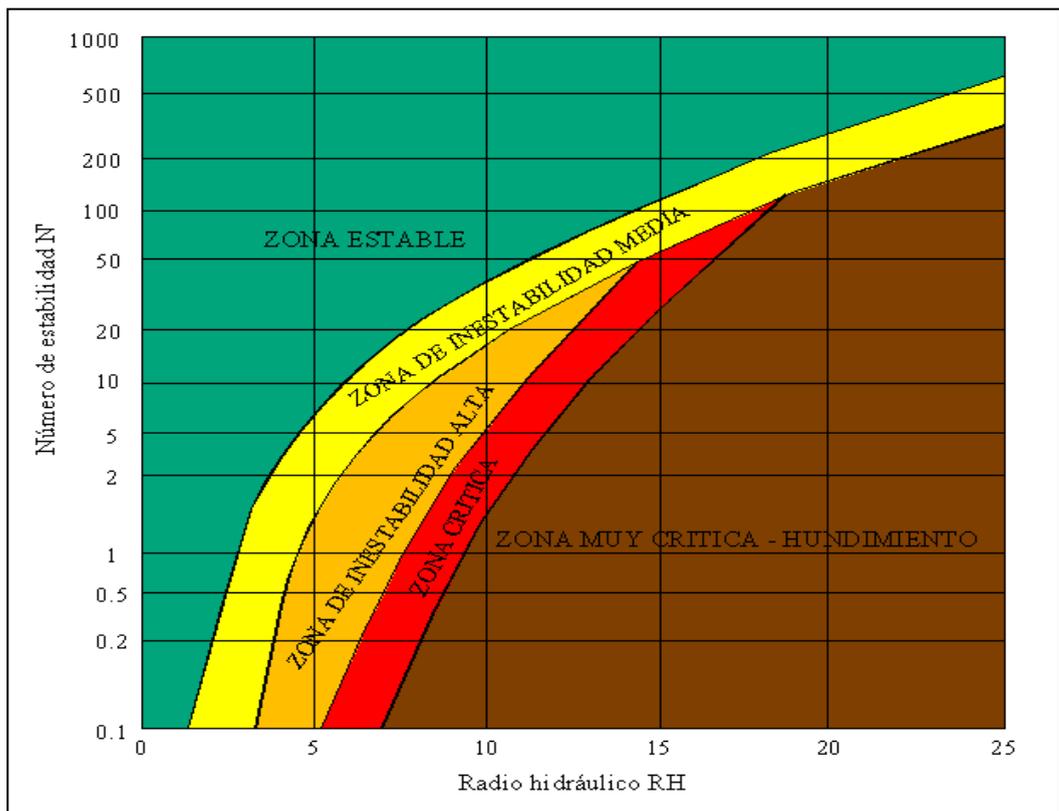
Fuente: R. Pakalnis

2.2.4. Gráfico de estabilidad

El gráfico de estabilidad de Matthews-Potvin es una herramienta utilizada en geomecánica y minería para evaluar la estabilidad de excavaciones subterráneas en roca. Este gráfico proporciona una representación visual de la relación entre la geometría de una excavación y la estabilidad del macizo rocoso circundante. Ver Figura N°06.

Figura 6:

Gráfico de estabilidad



Fuente: R. Pakalnis

A continuación, se describe cómo interpretar y utilizar el gráfico de estabilidad.

Eje X - Relación Ancho-Altura (W/H):

Representa la relación entre el ancho (W) y la altura (H) de la excavación. Varía desde valores bajos a valores altos a medida que se mueve hacia la derecha en el eje X.

Eje Y - Factor de Estabilidad (SF):

Es un índice de estabilidad que cuantifica la estabilidad de la excavación subterránea. Valores más altos indican una mayor estabilidad. Varía desde valores bajos a valores altos a medida que se mueve hacia arriba en el eje Y.

Curvas de Estabilidad:

En el gráfico, se encuentran curvas; que, representan diferentes niveles de estabilidad. A medida que te mueves hacia arriba en el gráfico (mayor SF), pasas de una curva a otra, lo que indica una mejora en la estabilidad.

Zonas de Estabilidad:

Dependiendo de dónde se ubique la relación ancho-altura (W/H) en el gráfico, podrás determinar la zona de estabilidad. Una zona estable indica que la excavación tiene una buena relación entre el ancho y la altura, lo que resulta en una mayor estabilidad.

Interpretación:

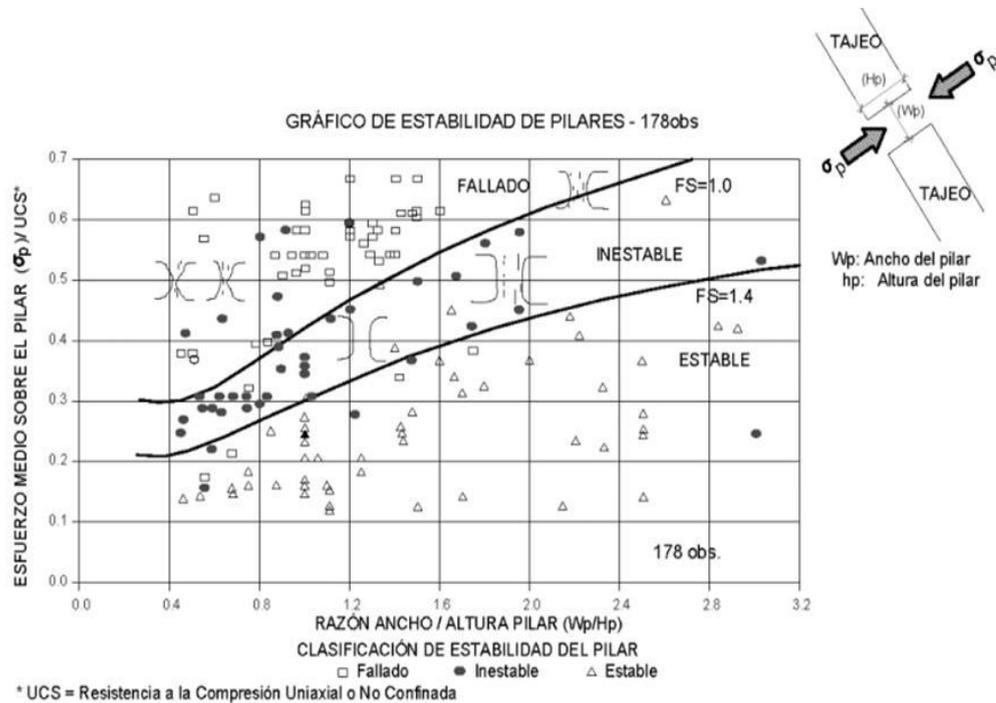
Al ubicar la relación ancho-altura (W/H) en el gráfico, se puede leer el factor de estabilidad correspondiente (SF) en el eje Y. Cuanto mayor sea este factor, mejor será la estabilidad de tu excavación.

2.2.5. Método gráfico de estabilidad de pilares

Es un método empírico en el diseño de pilares, analizado por Lunder (1994) a través de su "Pillar Stability Graph"; que, se muestra en la figura N°07; en el gráfico se observa la geometría de un pilar, por la que da relación, ancho (W_p) entre altura (H_p) del pilar, con las condiciones de esfuerzos del pilar expresados entre las condiciones carga de un pilar y la resistencia a la compresión simple. En este estudio Lunder determina 178 casos de pilares; que, se muestra las condiciones observadas que se encontraron para cada nivel de estabilidad. Ver Figura N°07.

Figura 7:

Método gráfico de estabilidad de pilares



Fuente: Gráfico de estabilidad de pilares de Lunder y Pakalnis

2.3. Definición de términos básicos

Abertura: Viene a ser una separación en relación a las paredes rocosas de una fractura. Se considera mayor separación, las condiciones de la masa rocosa son desfavorable y todo lo contrario será el macizo rocoso favorable.

Anisotropía: Se presenta, por la ocurrencia de la discontinuidad con una orientación primordial (foliación, estratificación, familias de fracturas). Su comportamiento en la masa rocosa está en función de la dirección admitida.

Buzamiento (DIP): Es el Angulo de una discontinuidad o estructura, que forma con en relación a la horizontal.

Caja Piso: En la estructura mineralizada, le corresponde al lugar de menor inclinación.

Caja Techo: Es lo contrario a la caja piso.

Diaclasas: Se conoce como las fracturas, juntas, formado por el tectonismo, enfriamiento del magma, etc.

Dirección de buzamiento: Es la orientación perpendicular al rumbo de una discontinuidad.

Espaciado: Es la distancia perpendicular entre las fracturas adyacentes de la discontinuidad.

Explotación: Es el minado de extracción del mineral económico, donde se utiliza diversas formas de explotación de acuerdo a las características de la estructura mineralizada.

Mapeo geomecánico: Son procesos, donde se registra en un formato las características y propiedades de la masa rocosa, de las labores mineras.

Macizo Rocoso: Es la masa rocosa, que alberga a la matriz rocosa y también las discontinuidades.

Método gráfico: Es el gráfico elaborado por Matthews, Potvin y Nicholson; que permite calcular e interpretar las dimensiones de un tajeo.

Persistencia: Es la longitud y/o tamaño de una fractura.

Radio hidráulico: Es una relación entre el área de superficie de análisis y el perímetro de la misma que, correspondientes a los lados del tajeo.

Relleno: Son los materiales, que se presenta en los espacios abiertos de las discontinuidades.

¿Cómo influye la evaluación geomecánica de la masa rocosa en el proceso de diseño y dimensionamiento de tajeo y pilar de seguridad, aplicado a la explotación por subniveles en la Empresa Minera Los Quenuales S.A.?

2.4. Formulación de hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

Si se diagnostica la evaluación geomecánica de la masa rocosa y estructura mineralizada entonces se diseñará el dimensionamiento de tajeo y

pilar de seguridad aplicado a la explotación por subniveles en la Empresa Minera Los Quenuales S.A.

2.4.2. Hipótesis Específicas

- a) Si se diagnostica la evaluación geomecánica del macizo rocoso entonces se determinará la calidad de la roca, que se encuentra en la Empresa Minera Los Quenuales S.A.
- b) Si se realiza el diseño mediante el método de estabilidad gráfica entonces se determinará las dimensiones y pilar de seguridad del tajeo aplicado a la explotación por subniveles en la Empresa Minera Los Quenuales S.A.

2.5. Identificación de variables

Variable Independiente

X: Evaluación geomecánica.

Variable Dependiente

Y: Diseño de las dimensiones del tajeo.

2.6. Definición operacional de variables y sus indicadores

Tabla 5:
Operacionalización de variables

TIPO DE VARIABLE	NOMBRE DE LA VARIABLE	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES
VARIABLE DEPENDIENTE	Y: Diseño del Dimensionamiento del tajeo y pilar de seguridad	Para realizar el dimensionamiento de un tajeo y el pilar de seguridad es importante el análisis del gráfico de estabilidad Mattews, de Potvin y otros, a partir de ello se debe de calcular el número de estabilidad, radio hidraulico y el análisis del pilar de seguridad; apoyados con los programas geocánicos.	Número de estabilidad Radio Hidráulico Pilar de seguridad Programas geomecánicos	Factor A: de esfuerzo ,Factor B: de discotinuidad Factor C: Gravedad Dimensiones Interpretación de gráfico Aplicación de los softwares: DIPs y Phases
VARIABLE INDEPENDIENTE	X: Evaluación geomecánica	Una Unidad Minera, para mantener estable y seguro las labores subterráneas y mantener de manera adecuada las dimensiones de un tajeo; es importante empezar con mapeo geomecánico, con los índices geomecánicos se va determinar la calidad de la masa rocosa. En el caso del analisis de las dimensiones es importante el cálculo de índice Q modificado de Barton.	Mapeo geomecánico Índice geomecánico Q de Barton Modificado	Mapeo por líneas de detalle Mapeo por celdas RQD Jn Ja Jr

Fuente: Elaboración Propia

CAPITULO III

METODOLOGIA Y TECNICAS DE LA INVESTIGACION

3.1. Tipo de Investigación

- Basado en la evaluación geomecánica y su determinación en el cálculo de las dimensiones del tajeo, se confirma una investigación del tipo Cuantitativa.
- Aplicada: Como forma parte del proceso de minado y el cálculo de las dimensiones de tajeos en base a la evaluación geomecánica.

3.2. Nivel de investigación

Tiene nivel descriptivo

3.3. Métodos de investigación

El método que se guiará para la realización de la presente investigación fueron como sigue:

Método deductivo. - Análisis de los datos generales para llegar a una conclusión determinada.

Analítico. - Donde se determina las características que presenta un macizo rocoso y se describen sus propiedades y a partir de ello, se realizan los análisis respectivos para hallar la dimensión adecuada, de un tajeo de producción y así evitar accidente por colapso.

3.4. Diseño de investigación

El Diseño es transeccional; ya que, se ejecuta la investigación con datos recolectadas en un momento determinado. Asimismo, se considera el tipo de Investigación No Experimental; porque, no se manipulan deliberadamente las variables.

3.5. Población y muestra

3.5.1. Población

La población se considera a todas las discontinuidades que están presentes alrededor de las aberturas subterráneas, en la mina los Quenuales S.A.

3.5.2. Muestra

La muestra se refiere a las discontinuidades; que, se encuentran en el tajeo 7013 del nivel 4300 y cuerpo M, en la Empresa Minera Los Quenuales S.A.

3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Esta recolección de datos, se empieza a través de un mapeo geomecánico; que, consistió en la obtención de datos usando técnicas como: (a) mapeo con línea de detalles y (b) por celdas; utilizando los siguientes instrumentos: brújula, GPS, protactor, wincha y planos. También; para el cálculo de las dimensiones de un tajeo subterráneo, se usó diversos procesos como: los análisis de los tipos de tensiones; que, se presentan en el tajeo como el índice Q' modificado, radio hidráulico, gráficos de estabilidad de Matthews y Potvin.

3.7. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

Con los datos hallados, de las características de las discontinuidades en un macizo rocoso; se determinó la evaluación de la masa rocosa mediante

tablas, cuadros, planos empleando softwares como de Excel, y el software DIPS; PHASE para llevar a cabo los análisis respectivos.

A través de la aplicación de la evaluación geomecánica de la masa rocosa, se halló el Índice Q' modificado de Barton, el número de estabilidad y el radio hidráulico.; su procesamiento fue mediante el análisis del gráfico de estabilidad mediante el número de estabilidad, radio hidráulico y el pilar de seguridad.

3.8. Tratamiento estadístico

El tratamiento estadístico, que se empleó en el cálculo del dimensionamiento de tajeo, fue mediante la estadística aplicada e inferencial de los datos y se obtuvieron resultados a través del paquete de Excel y SPSS.

3.9. Orientación ética filosófica y epistémica

El presente trabajo de investigación, se desarrolló dentro de los principios de la ética profesional, el trabajo realizado es propia del lugar donde laboro; teniendo en cuenta los valores y principios de la realización de una investigación. Ocasión para tener en cuenta; que, la investigación es efectuada en la Empresa Minera Los Quenuales. S.A.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo

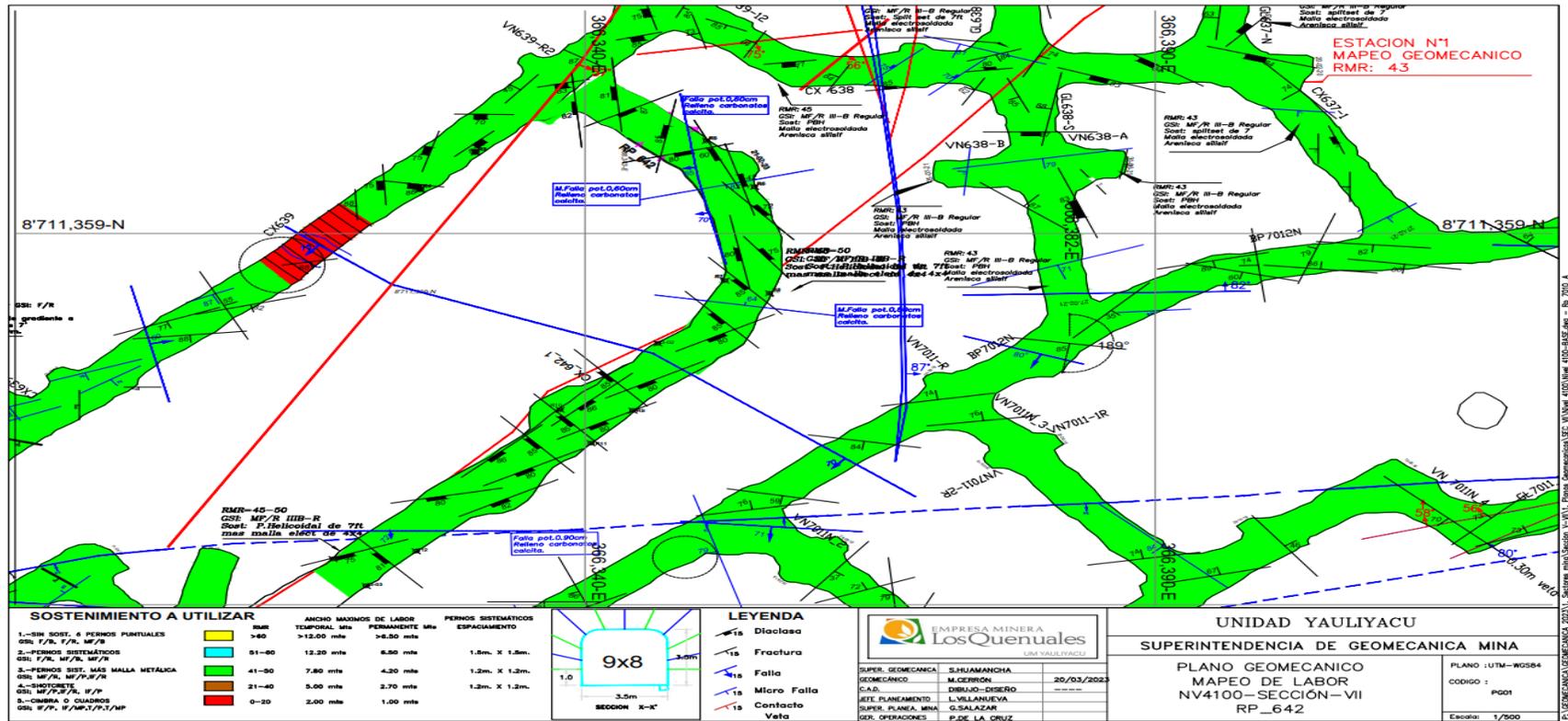
4.1.1. Introducción

Actualmente se viene preparando la Rampa de acceso hacia el primer intermedio del TJ 7013 del nivel 4300 del cuerpo M, con un ancho de estructura de 15 mts de potencia en promedio. Dado que en el cuerpo M, se realizará una evaluación geomecánica conceptual para definir las dimensiones del minado ya que se considera el minado por subniveles. Para cumplir con este fin se ha realizado el estudio geomecánico integral y modelamiento numérico con el software RS3, además el método grafico de estabilidad para el diseño de las cámaras de los tajeos (Mathews et. al), y el overbreak de la roca encajante para el cálculo estimado de la dilución. Como datos de parámetros geomecánicos se tomarán valores del modelo geotécnico 3D y del modelo de esfuerzos.

Asimismo; se presenta el conjunto de labores al tajo 7013, para llegar al tajeo 7013 en el nivel 4300, son labores donde se realizó el mapeo de un conjunto de discontinuidades como fallas, diaclasas, contactos; con un RMR de 43 y también se tiene los tipos de sostenimiento que se emplea en dichas labores. Ver plano N°03: Plano geomecánico de la Rp 642 del Proyecto del Tajo 7013 Nv 4300.

Plano 3:

Geomecánico de la Rp 642 del Proyecto del Tajo 7013 Nv 4300



Fuente: Departamento de geomecánica E.M. Los Quenuales S.A

4.1.2. Aspectos Estructurales

4.1.2.1. Litología

El cuerpo M, está emplazado en la Formación Casapalca, el tipo de roca son areniscas del miembro capas rojas.

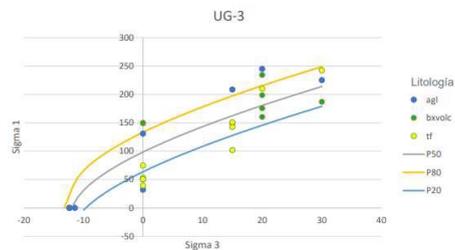
4.1.2.2. Alteración

La alteración presente es de tipo silificación, cloritización y epidotización. Ver figuras N°08 y 09.

Figura 8:

Alteración por silificación

UG3 – Volcánico Sin Alteración/Silicificación



Unidad Geotécnica	Parámetro	P50	P20	P80	P35
UG3	σ_{ci} (Mpa)	98,4	63,2	114,4	83,2
	mi	8	9	11	8

La unidad UG3 está por rocas volcánicas. Se reconocieron 3 litologías en los ensayos.

Se observan mayores valores de resistencia para el aglomerado y brecha volcánica. La toba (tf) presenta las menores resistencia a la ruptura.

Se recomienda en próximas etapas, generar un modelo litológico que separe a las tobas, de manera que puedan ser consideradas como una unidad geotécnica independiente.

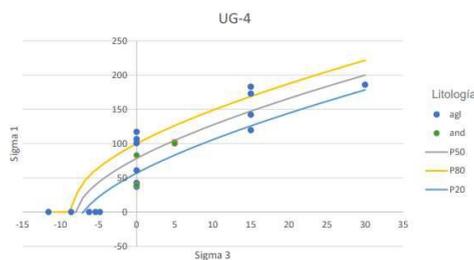
Se ha definido una banda entre los percentiles P20 a P80 para representar la variabilidad en la estimación del macizo. Sumado a lo anterior se ha estimado el P35, valor recomendado por Itasca.

Fuente: Departamento de geología E.M. Los Quenuales S.A.

Figura 9:

Alteración por cloritización

UG4 – Volcánico Cloritización



Unidad Geotécnica	Parámetro	P50	P20	P80	P35
UG4	σ_{ci} (Mpa)	78,4	56,7	99,4	69,2
	mi	10	11	9	10

La unidad UG4 está por rocas volcánicas. Se reconocieron 2 litologías en los ensayos.

Se observan mayores valores de resistencia para el aglomerado que para la andesita.

Se ha definido una banda entre los percentiles P20 a P80 para representar la variabilidad en la estimación del macizo. Sumado a lo anterior se ha estimado el P35, valor recomendado por Itasca.

Fuente: Departamento de geología E.M. Los Quenuales S.A.

4.1.2.3. Discontinuidades

Para establecer las características de la distribución de discontinuidades mayores, el procesamiento de los datos orientacionales se realizó mediante la técnica de proyección estereográfica equiarial, uso del software DIPS, Rocscience. Ver Anexo 01.

El arreglo estructural del cuerpo M, presenta 3 Familias principales de discontinuidades F1 (Familia 1, Dip/Dip Direction 76°/ 346°), F2 (Familia 2, Dip/Dip Direction 78°/177°), y F3 (Familia 3, Dip/ Dip Direction 59°/ 281°), además de un sistema secundarios. Ver Figuras N°10 y 11.

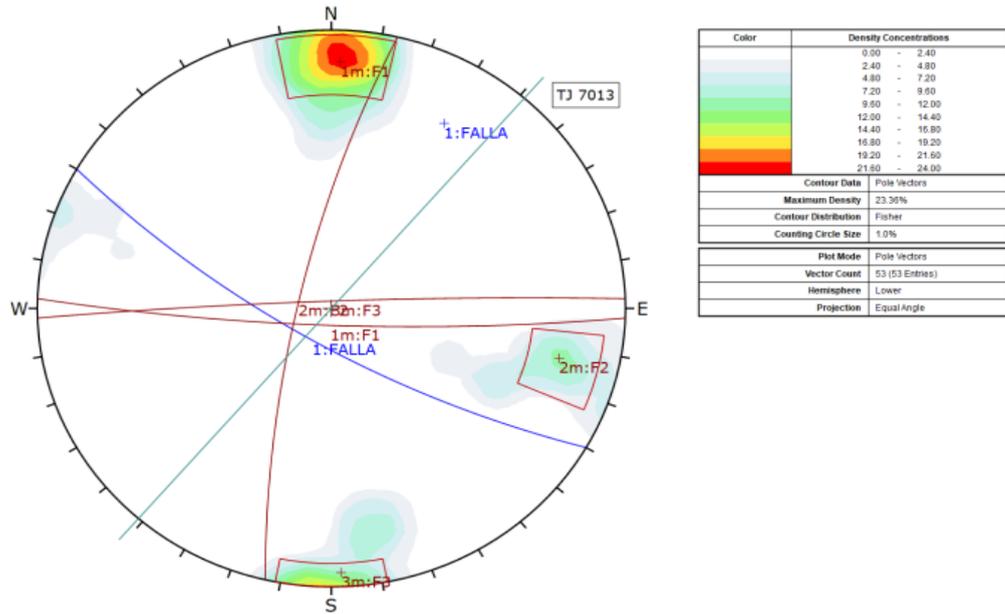
Las fallas principales que dominan el Tajo están orientadas de N-E.

En cuanto a las características de estas fallas se presentan cada 10 a 20 m de espaciamiento con relleno blando de 0.1 a 1m donde intersecan a la zona de contacto piso y techo se presenta humedad. En otras con relleno de lajamiento de rocas y abiertas.

Las diaclasas tienen persistencias mayores a 3m y un espaciamiento entre 0.06m a 0.20m con relleno duro y cerrada. El rumbo y buzamiento promedio del cuerpo M es de N41°E. La potencia de mineral es variable desde 20 cm hasta 2m.

Figura 10:

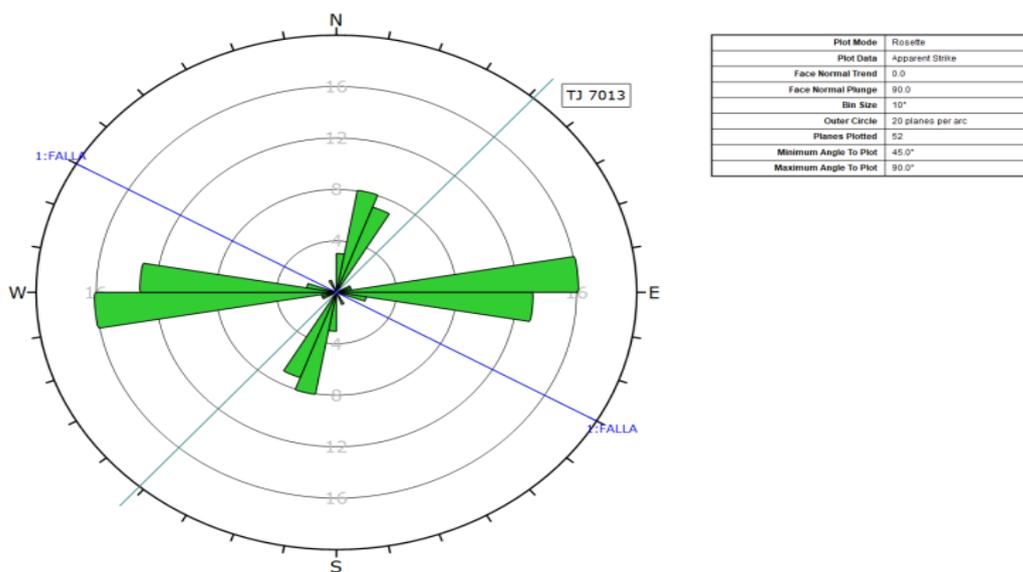
Diagrama de contornos de polos muestra tres familias de discontinuidades principales



Fuente: Departamento de geología E.M. Los Quenuales S.A.

Figura 11:

Diagrama de rosetas, muestra que la mayor concentración de discontinuidades en el Tajo 7013.



Fuente: Departamento de geología E.M. Los Quenuales S.A.

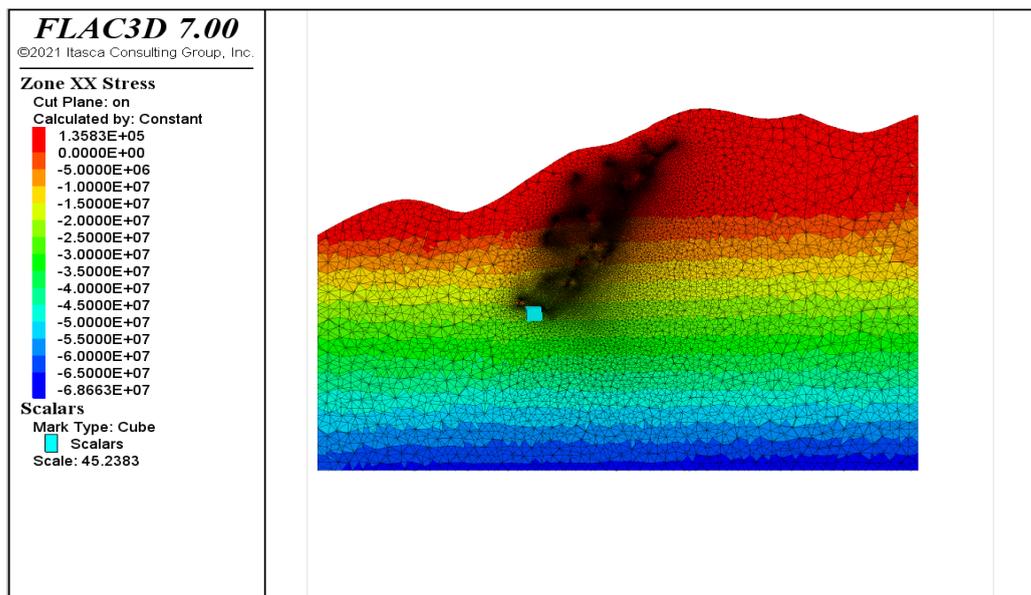
4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

4.2.1. Determinación de esfuerzos tajeo 7013

Se ha determinado los esfuerzos principales σ_1 , σ_2 y σ_3 y sus orientaciones del modelo de esfuerzos en el software FLAC 3D. Ver figura N°12: Ubicación de los esfuerzos principales en el Proyecto del Tajo 7013 Nv 4100 y Tabla 08: Esfuerzos principales en el Proyecto del Tajo 7013.

Figura 12:

Ubicación de los esfuerzos principales en el Proyecto del Tajo 7013 Nv 4100.



Fuente: Departamento de geomecánica E.M. Los Quenuales S.A.

Tabla 6:

Esfuerzos principales del Tajo7013 Nv 43.

RESUMEN DE ESFUERZOS PRINCIPALES Tajo 158 NIVEL 4100 SECCION VII								
σ_1 (MPa)	AZ1 (°)	I1 (°)	σ_3 (MPa)	AZ3 (°)	I3 (°)	σ_2 (MPa)	AZ2 (°)	I2 (°)
28.50	98.30	28.30	10.76	196.00	14.10	24.33	309.40	14.10

Fuente: Departamento de geomecánica E.M. Los Quenuales S.A.

4.2.2. Agua subterránea

La presencia de agua en el macizo rocoso de las excavaciones subterráneas tiene un efecto adverso en las condiciones de estabilidad en las labores. El principal efecto de la presencia del agua en la masa rocosa es la

presión que ejerce en las discontinuidades disminuyendo la resistencia al corte y favoreciendo la inestabilidad de las labores subterráneas.

En el nivel de estudio la presencia de agua corresponde de húmedo aun goteo irregular, cuya influencia ha sido considerada en la valoración de la calidad de la masa rocosa, con el cual se realizaron los diseños.

4.2.3. Aspecto geomecánico

4.2.3.1. Parámetros geomecánicos

La implementación del proyecto del modelo geotécnico en 3D, caracterizó 07 Unidades Geotécnicas, para ello se usó un poco más de 100 000 metros de taladros logueados con RMR-89, se hizo un programa de ensayos de laboratorio colectando probetas en las zonas de interés con el objetivo de darle confiabilidad al modelo geotécnico. Ver tabla N°07: resumen de los parámetros geomecánicos.

Tabla 7:

Resumen de los parámetros geomecánicos de las unidades geotécnicas.

UNIDAD GEOTÉCNICA	COLOR	DENSIDAD D (g/cm ³)	UCS50 (MPa)	CONSTANT E mi50	Ei50 (GPa)	RMR89	GSi50	POISSON	MODULO DE YOUNG (MPa)	ÁNGULO DE FRICCIÓN (°)	COHESIÓN (MPa)
UG1	RGB (0.255,0)	2.8	120	13	55	48	45	0.25	12300		
UG2	RGB (0.255,255)	2.9	145	20	56	51	47	0.25	14300		
UG3	RGB (255,191,0)	2.7	98	8	39	48	43	0.26	7630		
UG4	RGB (255,0,0)	2.7	78	10	34	48	43	0.26	6660		
UG5	RGB (0,0,255)	2.7	124	19	25	47	42	0.26	4570		
UG6	RGB (255,0,255)	2.7	78	10	24	46	41	0.26	4100		
UG7	RGB (204,153,102)	2.7	66	5	26	38	33	0.27	2580		
UG8 RELLENO DE FALLA	RGB (255,255,0)	2.7	66	5	26	38	33	0.27	2580		
RELLENO DETRITICO	RGB (166,166,166)	1.9						0.30	500	29.84	0.104

Fuente: Departamento de geomecánica E.M. Los Quenuales S.A.

4.2.3.2. Cálculo del índice Q''

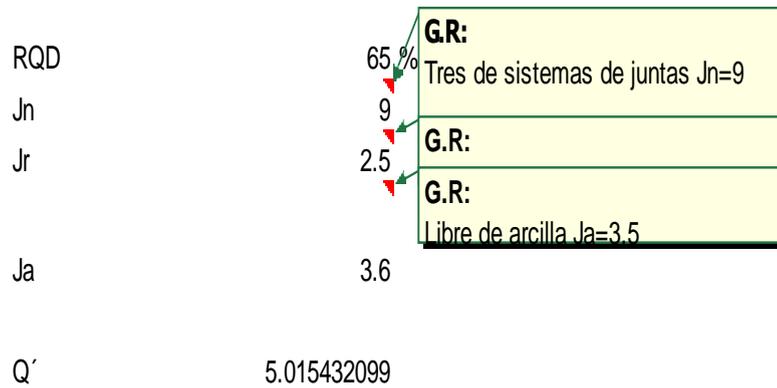
Para el cálculo de este valor, se determina a través de la siguiente relación:

$$Q'' = \frac{RQD * Jr}{Jn * Ja}$$

Cuyos datos determinados son:

Roca

RQD	65 %
Set de discontin	03 set de discontinuidades
Dip	Inclinado
Rugosidad	Rugosidad ligera
Alteracion	Libre de arcilla



4.2.3.3. Cálculo de los factores: A, B y C

Cálculo del Factor A

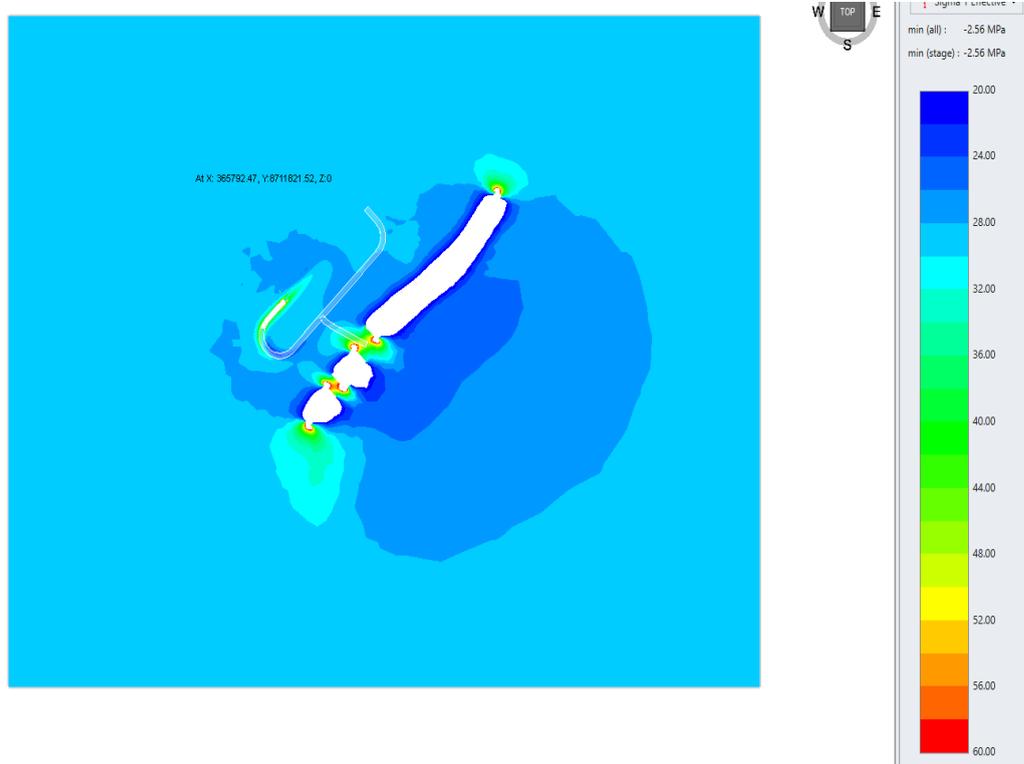
Para el desarrollo de estos parámetros se tuvo en cuenta:

para $\sigma_0/\sigma_1 < 2$: A = 0.1
para $2 < \sigma_0/\sigma_1 < 10$: A = 0.1125 (σ_0/σ_1) - 0.125
para $\sigma_0/\sigma_1 > 10$: A = 1.0

También la figura N°13. Coadyuva al esfuerzo en relación a la profundidad.

Figura 13:

Resumen de los parámetros geomecánicos de las unidades geotécnicas.



Fuente: Departamento de geomecánica

A través de estos datos se obtiene los siguientes resultados:

Tabla 8:

Determinación del Factor A

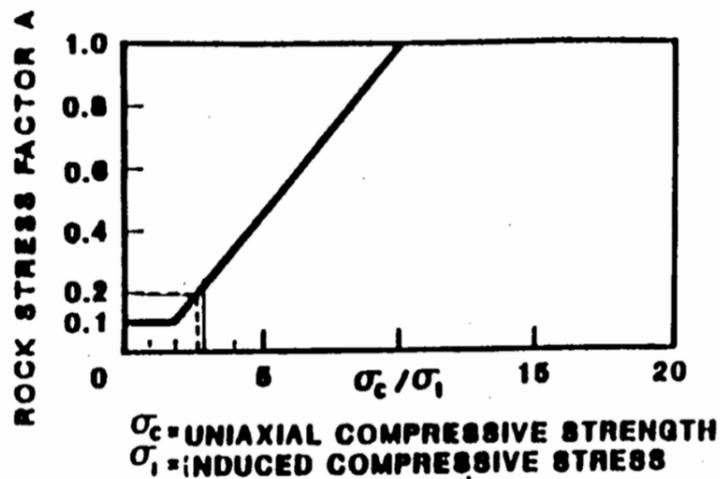
PARED NORTE	
si	55 Mpa
UCS/si	2.6
A	0.2
PARED SUR	
si	55 Mpa
UCS/si	2.6
A	0.2
C. PISO	
si	10 Mpa
UCS/si	14.5
A	1
C. TECHO	
si	1 Mpa
UCS/si	145.0
A	1
TECHO	
si	55 Mpa
UCS/si	2.6
A	0.2

Fuente: Elaboración propia

A través de la figura N°14.

Figura 14:

Determinación del Factor A



Fuente: Departamento de geomecánica

Cálculo del Factor B

Para la elaboración de este factor se tiene que considerar la diferencia de los ángulos entre las discontinuidades que presenta a los lados del tajeo y del mismo tajeo; cuyos valores se resume en el siguiente tabla N°09.

Tabla 9:

Determinación del Factor B

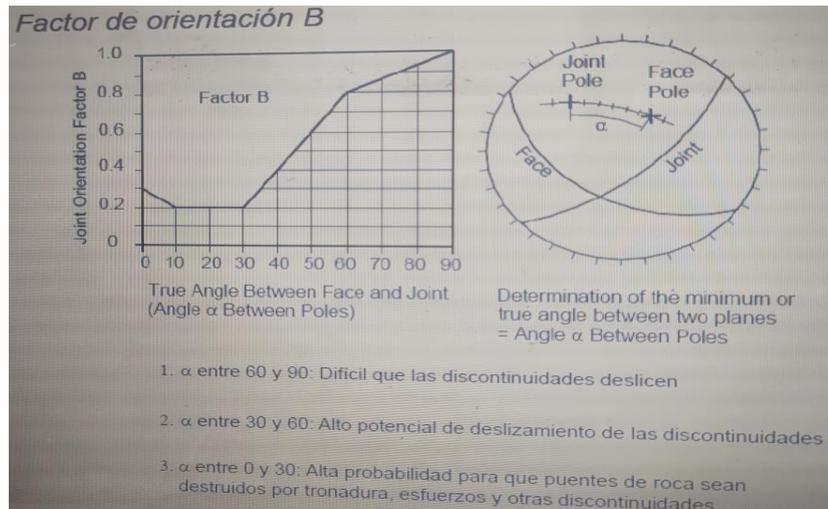
superficie	Discont.	Dif. Angulos	FACTOR B	
NORTE	J1	39	0.6	
	J2	61	0.8	
	J3	44	0.6	0.6
SUR	J1	39	0.6	
	J2	61	0.8	
	J3	44	0.6	0.6
C. PISO	J1	52	0.6	
	J2	28	0.5	
	J3	48	0.6	0.5
C. TECHO	J1	52	0.6	
	J2	28	0.5	
	J3	48	0.6	0.5
TECHO	J1	85	0.9	
	J2	76	0.8	
	J3	87	0.9	0.8

Fuente: Elaboración propia del autor.

Comparados, los valores con la figura N°15.

Figura 15:

Gráfico para determinar el Factor B



Fuente: Departamento de geomecánica

Cálculo del Factor C

Este factor considera el deslizamiento y desprendimiento de las roca, que se presenta en las cajas, cuyo cálculo se resumen en la siguiente tabla:

Tabla 10:

Determinación de los valores del Factor C

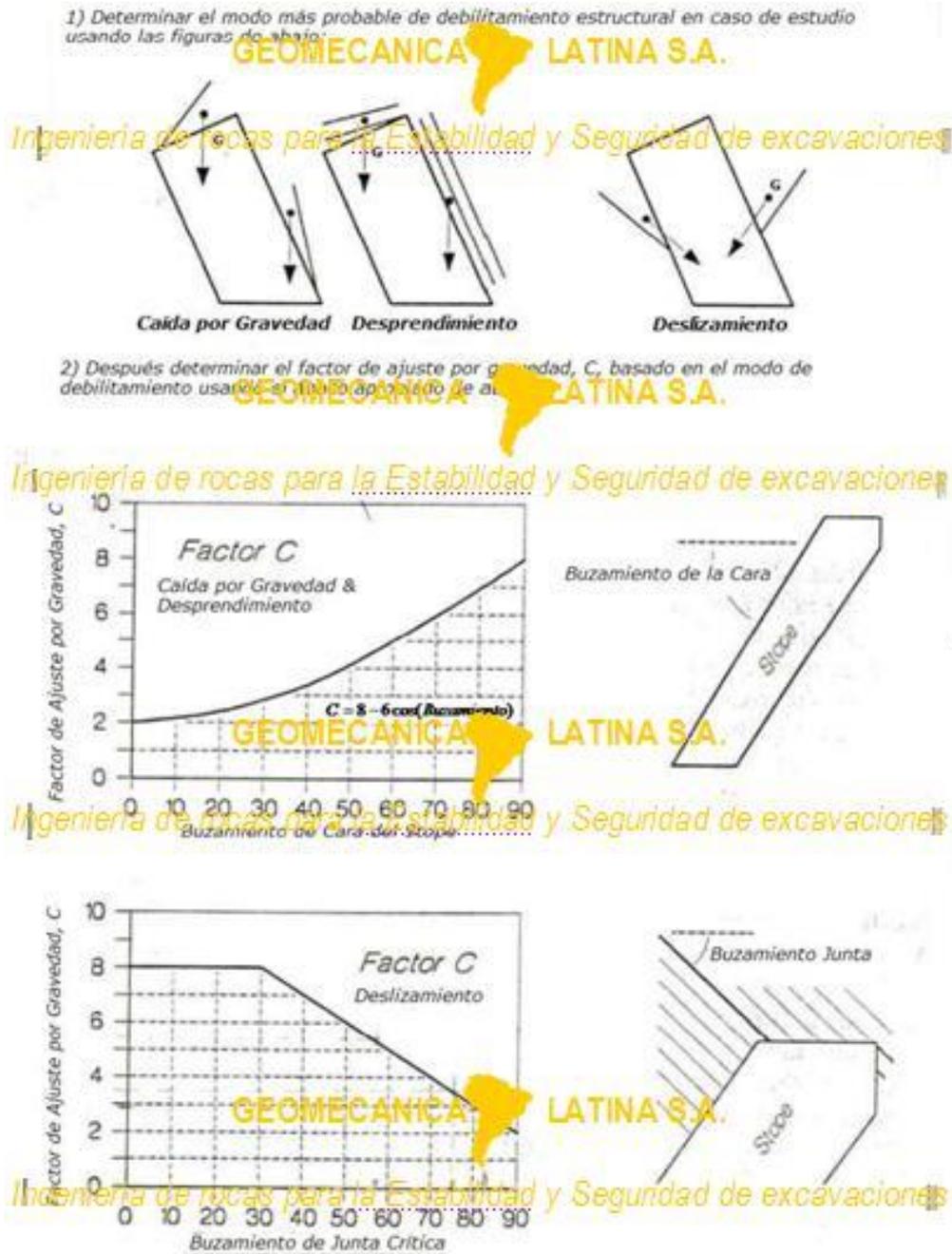
superficie	COMBINACIONES	Tipo de falla	dip	FACTOR C
NORTE	J1,J2,J3	Sliding	87	7
SUR	J1,J2,J3	Gravity	80	7
C. PISO	J1,J2,J3	Sliding	77	6
C. TECHO	J1,J2,J3	Sliding	83	6
TECHO	J1,J2,J3	Sliding	87	6

Fuente: Elaboración propia del autor.

Cálculo realizado a través de la figura N°16.

Figura 16:

Gráfico para determinar el Factor C



Fuente: Departamento de geomecánica

4.2.3.4. Cálculo del número de estabilidad

Está dado por el producto del índice Q' modificado, factor A, factor B y el factor C; en relación a las caras que presenta el tajeo de producción. A continuación, se presenta de manera resumida el cálculo en la siguiente tabla N°11.

Tabla 11:

Valores del número de estabilidad.

Superficie	RH	A	B	C	N°Estabilidad
	m				N
PARED NORTE	6.5	0.2	0.6	7	3.6
PARED SUR	6.5	0.2	0.6	7	3.6
CAJA PISO	9.0	1.0	0.5	7	17.6
CAJA TECHO	9.0	1.0	0.5	6	15.0
TECHO	6.4	0.2	0.8	6	4.1

*Fuente: Elaboración propia del autor.***4.2.3.5. Cálculo del radio hidráulico**

Para realizar este cálculo, se necesita conocer el área de los lados del tajeo y dividir entre en perímetro de los mismos. Cuyo resumen se menciona en la tabla N°12 y N°13.

Tabla 12:

Determinación del radio hidráulico

Superficie	Area	Perimetro	Radio Hidraulico (A/P)	N	RH-LIMITE DE ZONA ESTABLE
caja techo	15xL	30+2L	15L/(30+2L)	5.0	4.1
caja piso	15xL	30+2L	15L/(30+2L)	5.0	4.1
techo	2.5xL	5+2L	2.5L/(5+2L)	10.0	1.1

*Fuente: Elaboración propia del autor.***Tabla 13:**

Valores del radio hidráulico

Superficie	Altura m	Largo m	Area m2	Perimetro m	Radio Hidráulico m
Norte	37	20	740	114	6.5
Sur	37	20	740	114	6.5
Yacente	37	35	1295	144	9.0
Colgante	37	35	1295	144	9.0
Techo	20	35	700	110	6.4

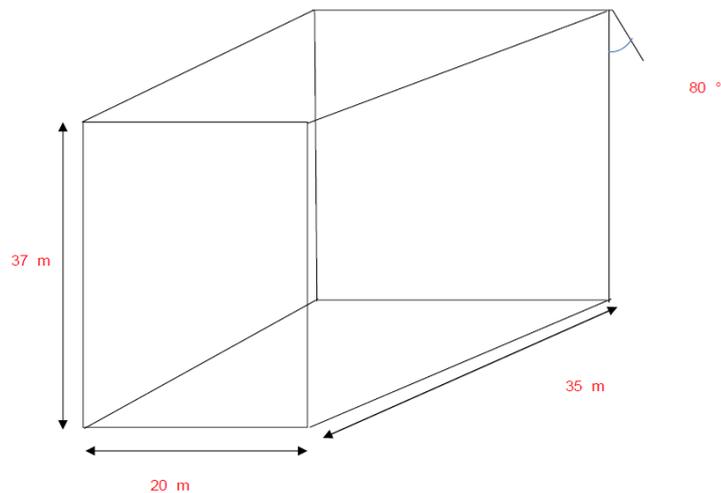
*Fuente: Elaboración propia del autor.***4.2.4. Análisis de dimensionamiento de cámaras metodología Mathews cuerpo M**

Sublevel stoping es uno de los métodos más comunes de minado en el mundo. El dimensionado de los intervalos de minado y pilares, es muy

importante para satisfacer el método. Un método empírico de evaluación de la estabilidad de la abertura a lo largo del rumbo fue desarrollado en Canadá por Mathew et al. (1980). El método fue más desarrollado y aplicado por Potvin (1988). Ver figura N°17: Con longitud máxima de explotación de 35 metros y un banqueo de 37 metros de altura.

Figura 17:

Longitudes del tajeo



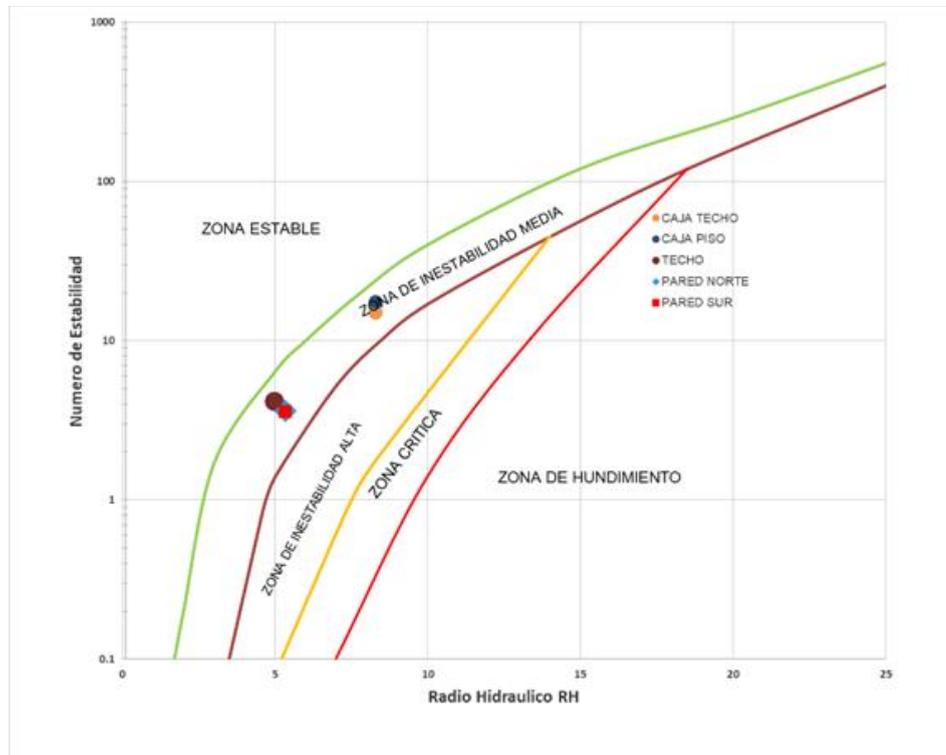
Fuente: Elaboración propia

4.2.4.1. Gráfico de estabilidad

La interpretación, que nos indica en la figura N°18; que, el techo, pared norte y pared sur se encuentra en una zona de inestabilidad media; donde, los valores del radio hidráulico son de 6,4 a 6.5; en cuanto a los valores del número de estabilidad son de 3.6 y 4.1. Los valores, en relación a la caja techo y caja piso, son de 15.0 y 17.6 respectivamente, y en el gráfico de estabilidad nos indica que también se encuentra en la zona de estabilidad media. En este análisis se menciona; que las dimensiones que corresponde al tajeo se encuentra en un área de inestabilidad media y que se puede trabajar sin problemas de subsidencia del tajeo.

Figura 18:

Gráfico de estabilidad para el dimensionamiento de tajeo



Fuente: Elaboración propia.

4.2.5. Ensayo deformacional usando programa

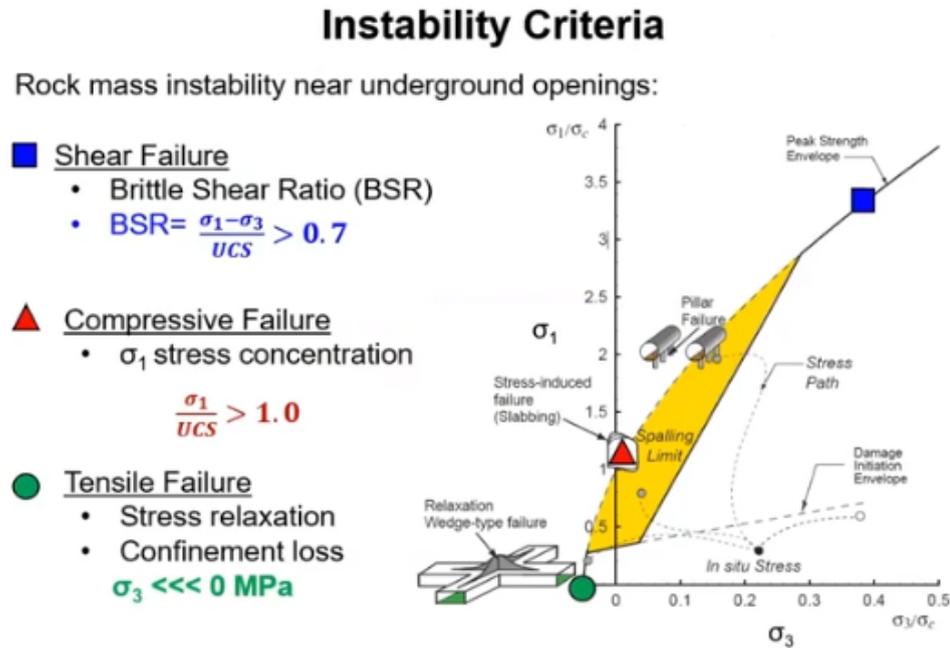
Computacional Rs3-Rocscience

Se realizó el modelo numérico bajo la secuencia de minado y las condiciones geométricas proyectadas del tajeo, considerando los vacíos propios de las explotaciones antiguas y recientes de la estructura mineralizada del cuerpo M, el minado se realizará en descendente desde el primer intermedio hacia la base del nivel 4300, se realiza esta simulación dejando un PILAR PUENTE DE 8m hacia el tajeo relleno 7011, a fin de conocer el comportamiento tenso-deformacional del macizo rocoso tanto en las cajas y paredes del tajeo. Del modelo numérico se plantea una estrategia de minado manteniendo el grado de estabilidad de las cámaras en zona estable a zona de estabilidad media y con un ELOS menor o igual a 1.0 del método gráfico de estabilidad para controlar los descajes de la roca encajonante techo. Los tipos de fallos por corte, tracción

y confinamiento se analizaron según el criterio de inestabilidad de macizo rocoso cerca de excavaciones subterráneas. Ver figura N°19: Criterio de inestabilidad de la masa rocosa cerca a una abertura subterránea.

Figura 19:

Criterio de inestabilidad de la masa rocosa, a una abertura subterránea.



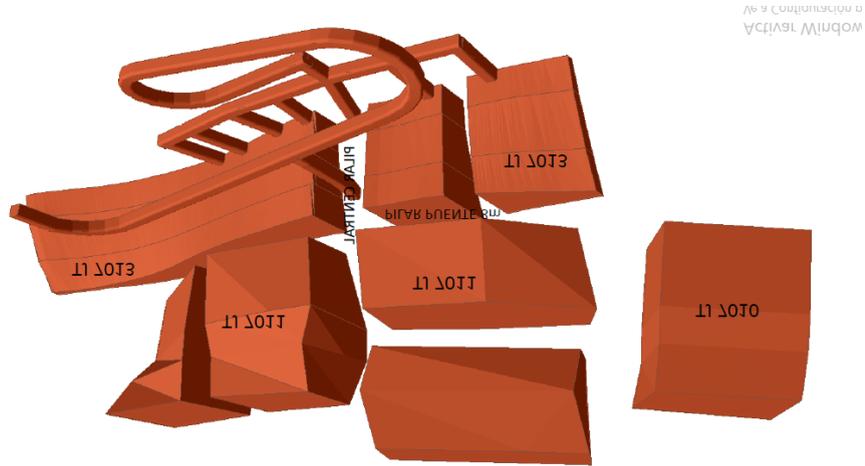
Fuente: Fuente: R. Pakalnis

4.2.5.1. Modelo geomecánico conceptual 3D

La geometría planteada para el modelamiento numérico se ha contemplado un pilar puente de 8m, el pilar central de 18m de longitud, cada ventana está espaciados cada 20m. Se ha contemplado 02 secuencias de minado para la recuperación más segura y eficiente de mineral. Ver figura N°20: Geometría planteada para el modelamiento.

Figura 20:

Geometría planteada para el modelamiento.



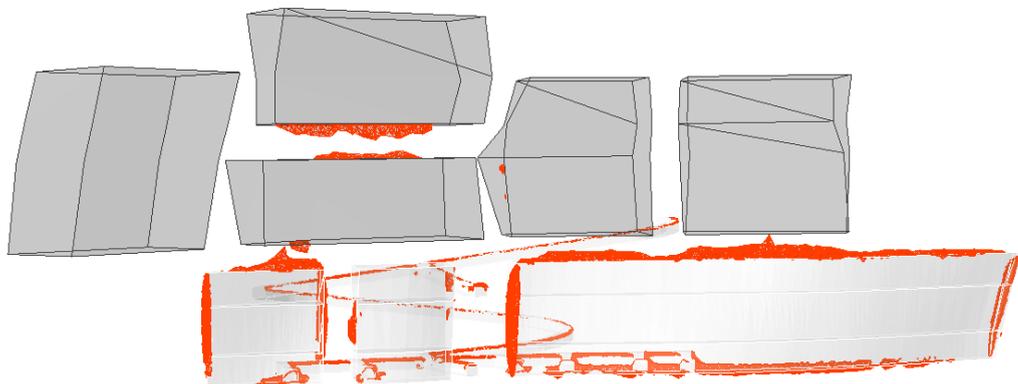
Fuente: Elaboración propia.

4.2.5.2. Análisis numérico para zonas fallados por esfuerzo al corte.

El fallamiento por corte se presenta por el lado de las paredes de los pilares, en el techo de los caserones afectando al pilar puente y en los accesos se presenta en el techo tanto de las galerías y subniveles. Ver figura N°21: Fallamiento por corte.

Figura 21:

Fallamiento por corte



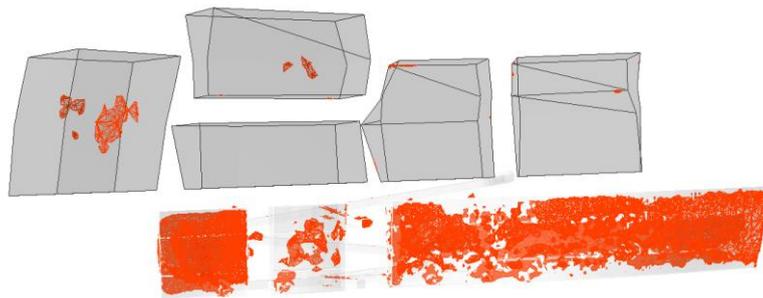
Fuente: Elaboración propia.

4.2.5.3. Análisis numérico para zonas fallados por esfuerzo a la tracción.

El fallamiento por tracción o desconfinamiento se presenta en las cajas techo y piso los cuales van a afectar a la dilución. Ver figura N°22: Fallamiento por corte.

Figura 22:

Fallamiento por tracción



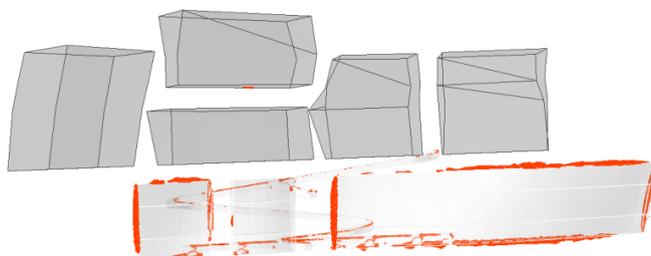
Fuente: Elaboración propia.

4.2.5.4. Análisis numérico para zonas fallados por concentración de esfuerzos.

El fallamiento por concentración de esfuerzos se presenta en las paredes del pilar y en el techo de la excavación generada. Ver figura N°23: Fallamiento por concentración de esfuerzos.

Figura 23:

Fallamiento por concentración de esfuerzos



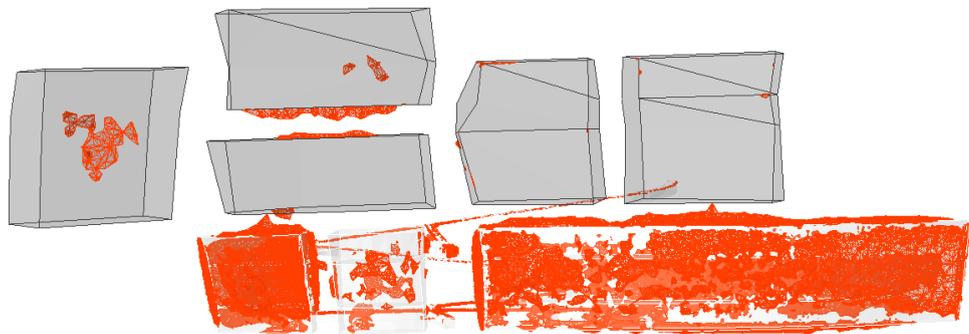
Fuente: Elaboración propia

4.2.5.5. Análisis numérico para zonas fallados por esfuerzo al corte, tracción y concentración de esfuerzos en los pilares

En la figura N°24, se puede observar que tanto los pilares costilla, central y pilar puente tienen zonas intactas que no han sido afectados por los tres diferentes tipos de fallo, los 8m metros de ancho de pilar puente garantizaran la estabilidad de las cámaras, así mismo los 18m de ancho del pilar central. Esto según el análisis de esfuerzos.

Figura 24:

Análisis de zonas falladas por concentración de esfuerzos en los pilares.



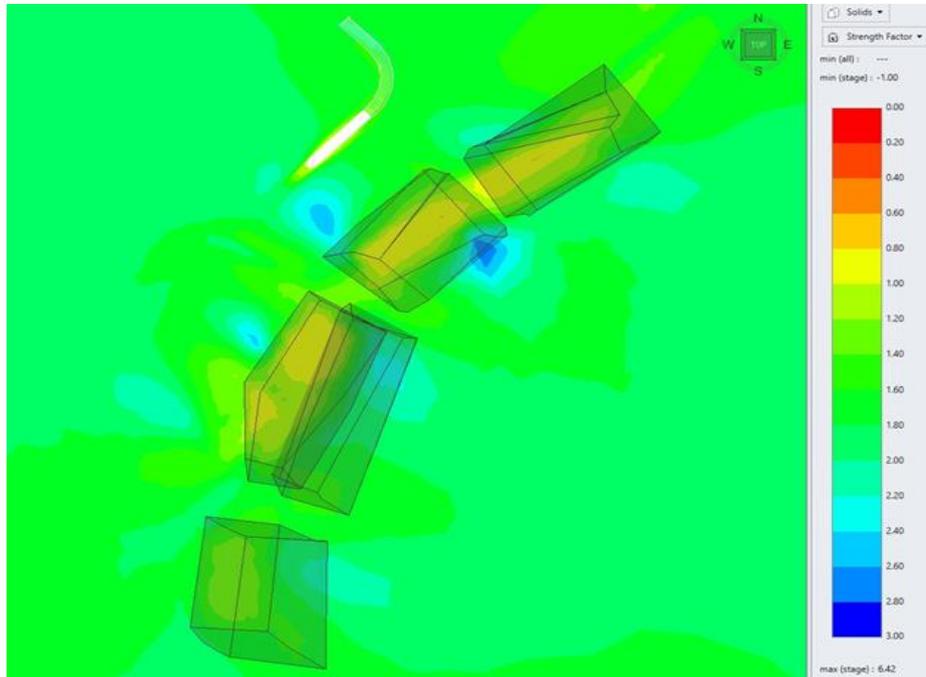
Fuente: Elaboración propia.

4.5.2.6. Análisis del factor de seguridad, corte en planta en el centro del pilar puente

El comportamiento del factor de seguridad de un corte en el centro del pilar puente de 8m se observa que los isovalores se encuentran en un rango de 0.9 – 1.2, con estos valores la estabilidad se encuentra al límite. Ver figura N°25.

Figura 25:

Análisis F.S. corte en planta.



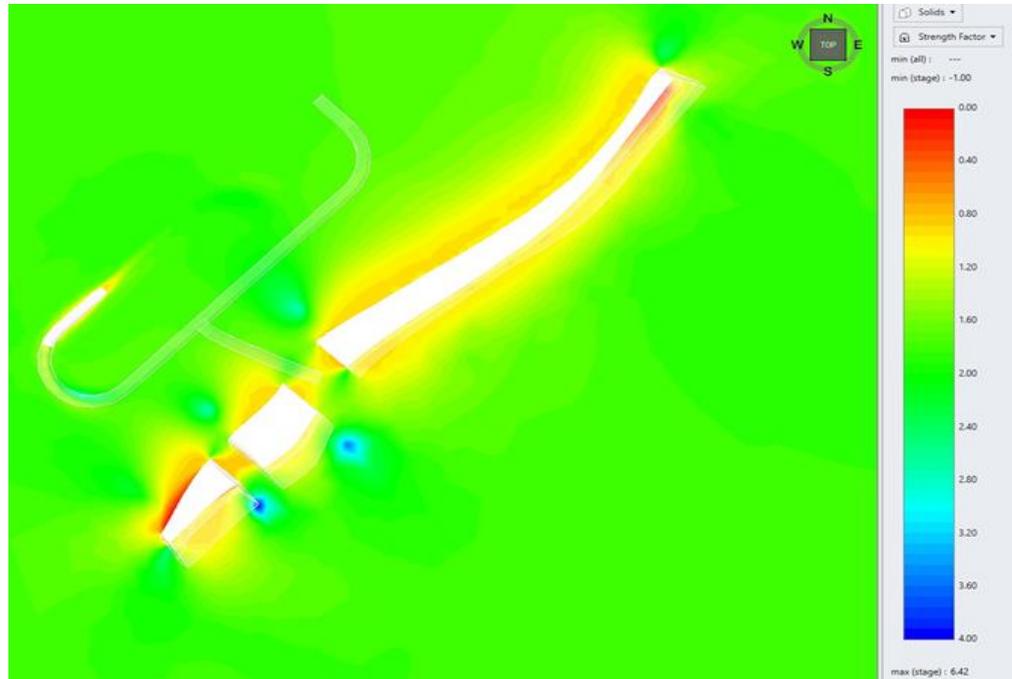
Fuente: Elaboración propia.

4.2.5.7. Análisis de F.S. corte vista en planta en el centro del tajo 7013.

El comportamiento en las cámaras de explotación según el factor de seguridad en vista en planta, tanto en los extremos sur y norte se observa que hay la probabilidad de descaje de las cajas. Ver figura N°26: corte vista en planta en el centro del tajo 7013.

Figura 26:

Corte vista en planta en el centro del tajo 7013.



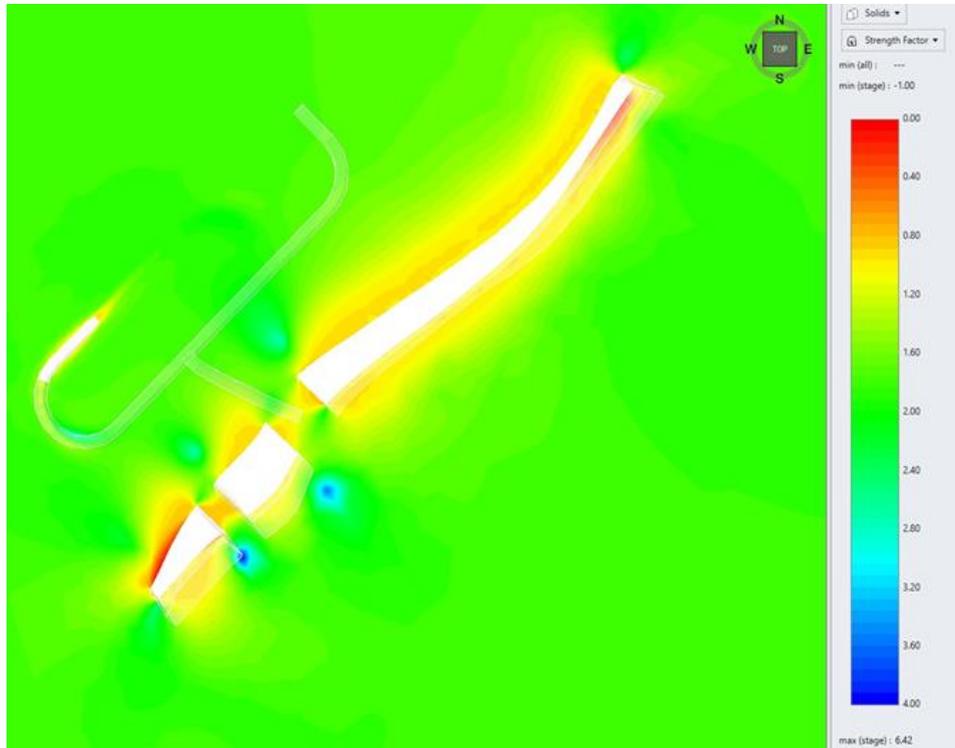
Fuente: Elaboración propia.

4.2.5.8. Análisis de F.S. corte vista en planta de las ventanas

El comportamiento del factor de seguridad del corte en plantase observa bajos valores de factor de seguridad en la comunicación al tajo 7013, en estas zonas se deben realizar el desatado mecanizado para eliminar las posibles cuñas que se pueden formar y al momento de la explotación del tajo se produce descajes en estas zonas de la comunicación de las ventanas. Ver figura N°27: Corte vista en planta de las ventanas.

Figura 27:

Corte vista en planta de las ventanas.



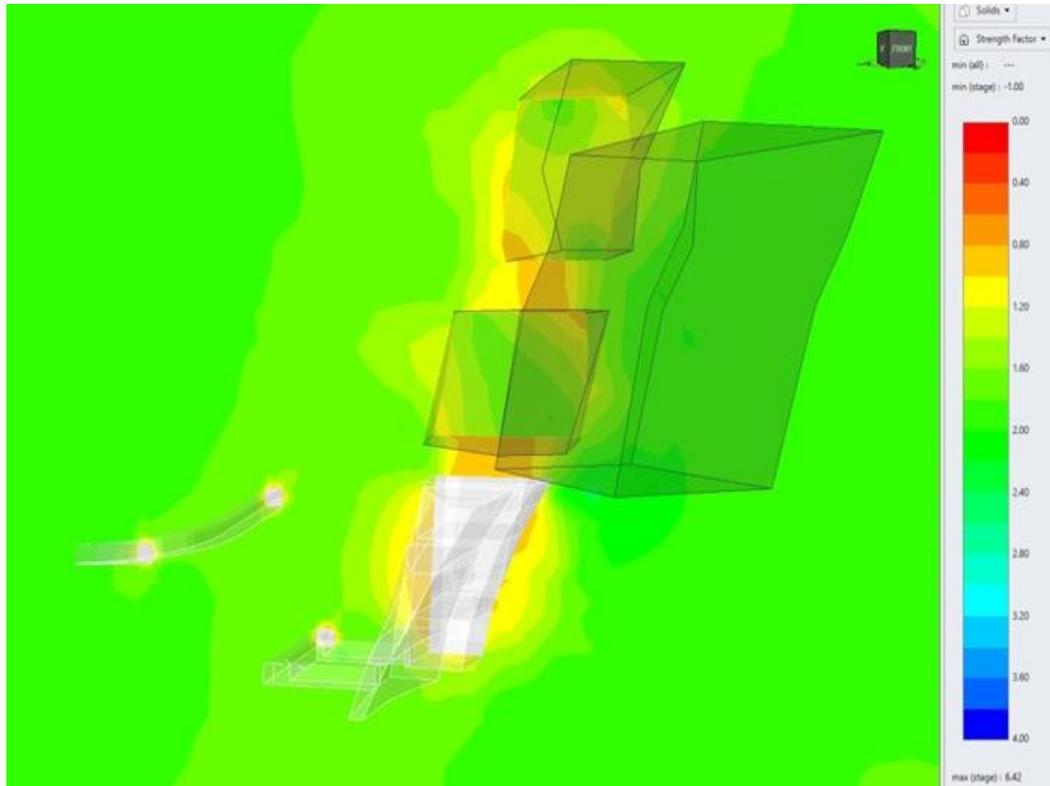
Fuente: Elaboración propia.

4.2.5.9. Análisis de corte vista en sección en el centro del tajo 7013.

El comportamiento del F.S. del pilar puente se observa que la estabilidad se encuentra al límite teniendo valores 1.0-1.2, se debe controlar la longitud de 8m del pilar puente ya que esta longitud no debe disminuir al encontrarse al límite de la estabilidad. Ver figura N°28: Pilar de seguridad puente.

Figura 28:

Pilar de seguridad puente.

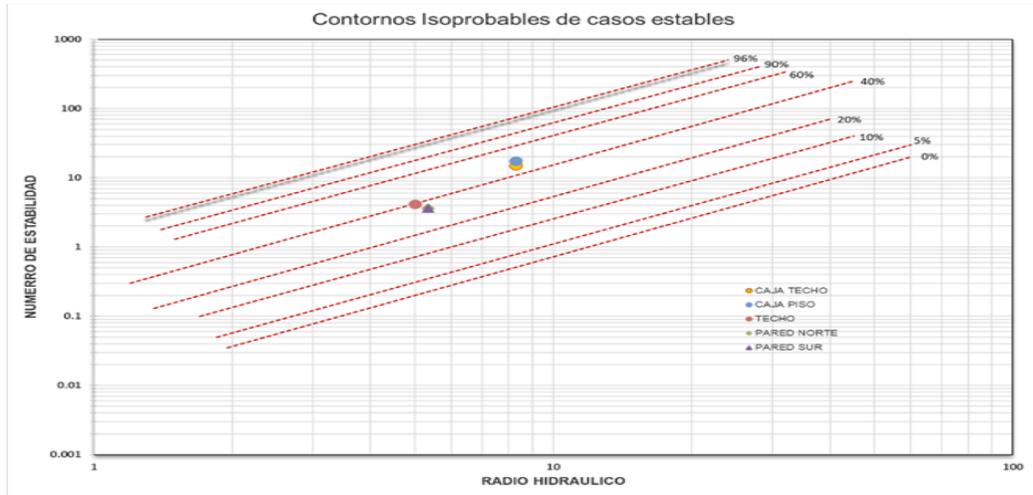


Fuente: Elaboración propia.

En la figura N°29, se observa que para el diseño propuesto para 37m de banco inclinado a 80°, según grafico de estabilidad, la pared norte y sur, la caja techo y piso, techo del Tj 7013, se encuentra en la zona de inestabilidad media, con una probabilidad de estabilidad del 50%. Estos valores van a mejorar ya que el análisis se realizó en la zona con mayor longitud de ancho y longitud máxima minable.

Figura 29:

Contornos isoprobables



Fuente: Libro de Pakalnis

4.2.6. Estimación empírica de la sobrerotura lineal equivalente (ELOS)

Investigaciones realizadas por la Universidad de British Columbia cuantificaron el grado de desprendimiento con la introducción del término "Equivalente lineal de Sobre-rotura/Desprendimiento" (ELOS). De esta manera se puede estimar empíricamente el desprendimiento de las paredes empleando: el número de estabilidad (N') y el radio hidráulico (RH). Ver figura N°30.

Figura 30:

Equivalente lineal de sobrerotura

$$ELOS = \frac{\text{equivalent linear overbreak}}{\text{slough}} = \frac{\text{volume of slough from slope surface}}{\text{stope height} \times \text{wall strike length}} \quad (\text{Ecuación 2.7})$$

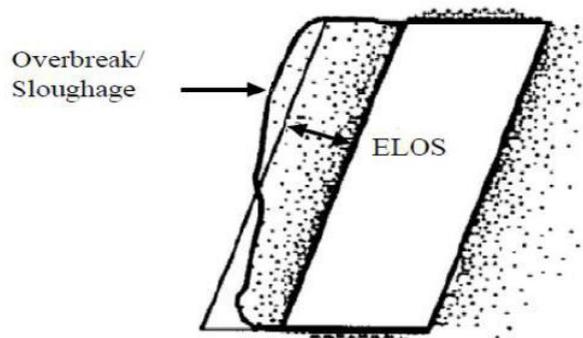


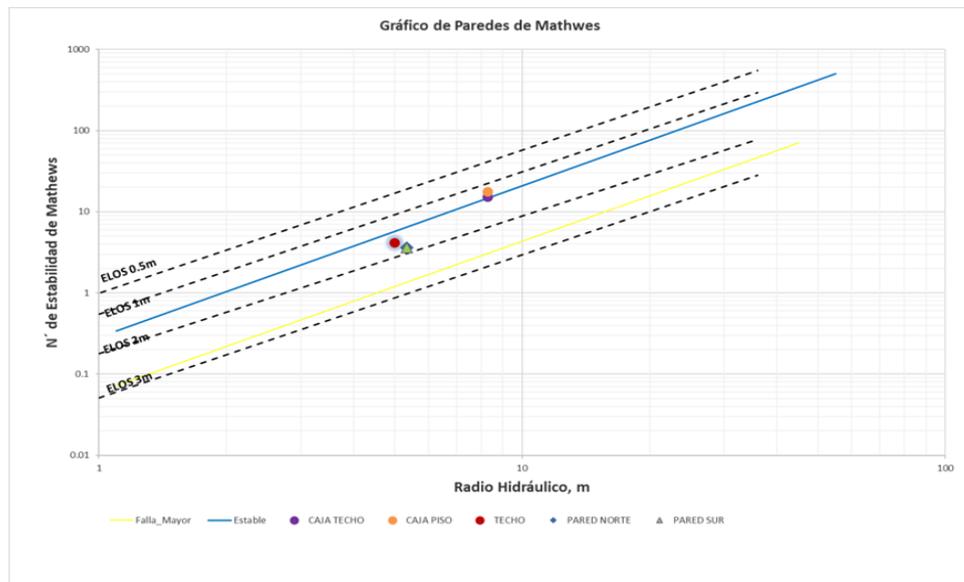
Figura 2.19 Definición de ELOS, según Suorineni et al. (2001)

Fuente: Libro de Pakalnis

En la figura N°31, se observa; que, que con los parámetros establecidos de diseño se tendrían un ELOS entre 1.5m a 2m (sobre rotura lineal equivalente).

Figura 31:

Gráfico de Mathews



Fuente: Libro de Pakalnis

4.2.6.1. Análisis de pilar corona mediante metodología de Pakalnis

Pakalnis y Lunder 1997. Proponen una relación para estimar la resistencia del pilar considerando el confinamiento medio de los pilares.

Se define el confinamiento medio del pilar:

$$C_{pcv} = 0.46 \left[\log \left(\frac{W}{H} + 0.75 \right) \right]^{\frac{1.4}{W/H}}$$

Parámetros:

UCS: 145 Mpa (Promedio de resistencia UCS, obtenidos mediante ensayos)

Average pillar stress s_1 : Promedio, medido en el entro del pilar

Extraído demodelos numéricos 2D (Phase 2 y RS3)= 50-55

P: 10 m (Altura del pilar = H en el modelo)

W: 8 mts (Ancho de pilar)

Parámetros geomecánicos. Ver tabla N°14: Parámetros geomecánicos, factor de seguridad.

Tabla 14:

Parámetros geoemecánicos, factor de seguridad.

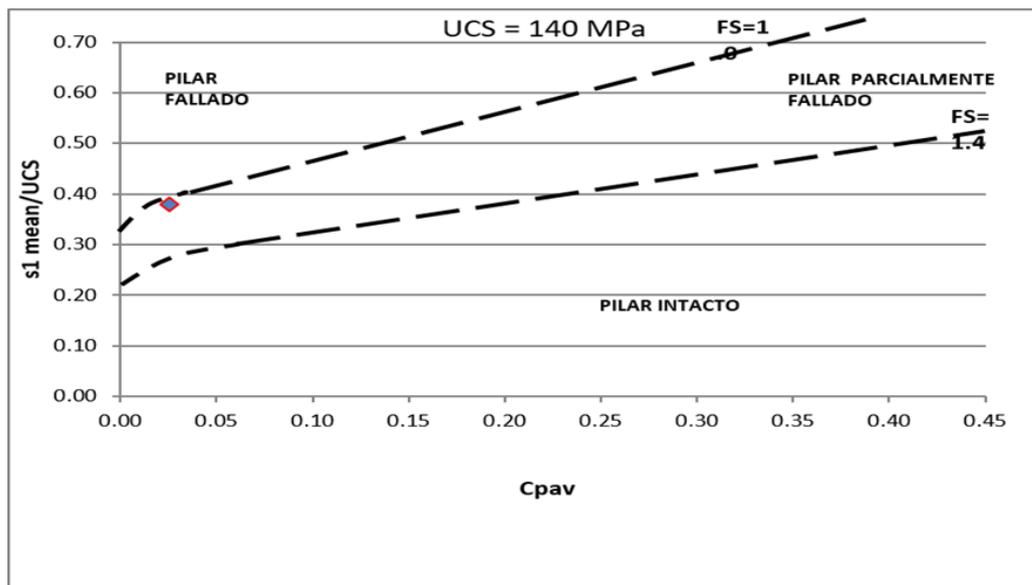
UCS	Etapa	W	σ_1 [MPa]	σ_1 mean/UCS	Cpav	Condición Pilar
145	1	8	55	0.38	0.03	Parcialmente Fallado

Fuente: Elaboración propia.

Factor de seguridad: 1.10 según método de Pakalnis, parcialmente fallado. Ver Figura N°32.

Figura 32:

Factor de seguridad método de Pakalnis.



Fuente: Elaboración propia.

4.2.6.2. Peligro sísmico

Se han identificado el peligro sísmico según el minado a futuro hasta el año 2024.

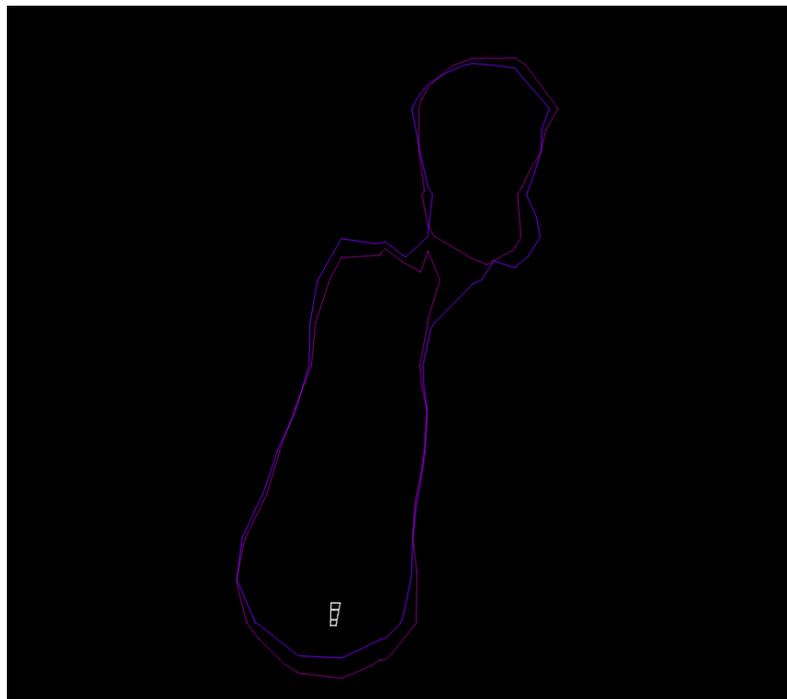
- ❖ Los Iso-Surface de PGVs, alrededor de la infraestructura para los años 2023 y 2024, estima que el nivel de movimiento PGV = 0.05

m/s, alcanza la categoría de PROBABLE (ARE entre 0.1 y 1.0), por lo que de continuar el minado en el Tajo 7013, se recomienda reforzar el sostenimiento de los accesos de acuerdo con la evaluación geomecánica y su posterior relleno del Tajo 7013. Ver figura N°33: Isolinea Ground motion Hazard de color magenta.

- ❖ La isolínea Ground motion Hazard de color magenta para el LOM 2024 y segundo semestre del 2023, afectaría a los accesos al Tj 7013, con una categoría de Probable, que podría afectar por mecanismo de shake down.

Figura 33:

Isolinea Ground motion Hazard de color magenta.



Fuente: Elaboración propia.

4.3. Prueba de hipótesis

Si se diagnostica la evaluación geomecánica de la masa rocosa y estructura mineralizada entonces se diseñará el dimensionamiento de tajeo y pilar de seguridad aplicado a la explotación por subniveles en la Empresa Minera Los Quenuales S.A.

Se realizó un diagnóstico de las características geomecánicas; que, presenta la masa rocosa y estructura mineralizada; por ello se realizó la rampa de acceso al tajeo 7013 en el nivel 4300 del cuerpo M, donde se ejecutó el mapeo de un conjunto de discontinuidades como fallas, diaclasas, contactos. El arreglo estructural del cuerpo M, presenta 3 Familias principales de discontinuidades F1 (Familia 1, Dip/Dip Direction 76°/ 346°), F2 (Familia 2, Dip/Dip Direction 78°/177°), y F3 (Familia 3, Dip/ Dip Direction 59°/ 281°), además de un sistema secundarios y Las fallas principales que dominan el Tajo están orientadas de N-E; con los datos obtenidos se obtuvieron los valores del conjunto de unidades geotécnicas, que se resume en el cuadro 09, que se llega a obtener los datos de 30 hasta 51 de RMR y GSI entre 33 a 47. Con toda esta información y otros, se ha determinado las dimensiones del tajeo y del pilar de seguridad; para ello se aplicó el cálculo del número de estabilidad, que está dado por $NE = Q \times \text{Factor A} \times \text{Factor B} \times \text{Factor C}$, considerando el valor de Q modificado con el valor de 5.015; el factor A de la pared norte y sur con valor de 0.2, caja piso y caja techo con el valor de 1 y techo del tajeo con 0.2; los valores del factor B, se han determinado con valores del tajeo de las caras al norte y sur de 0,6, de las cajas piso y techo de 0,5 y techo del tajeo de 0.8; en relación al factor C los valores considerados son: lados norte y sur de 7, caja piso y caja techo de 6 y techo el tajeo de 6. Con estos datos se obtuvo el número de estabilidad: hacia la pared norte y sur del tajeo con valor de 3.6, caja piso y techo con valor de 17.6 y techo del tajo con 4.1. En relación al radio hidráulico se obtuvieron valores al lado norte y sur del tajo de 6.5, caja piso y caja techo de 9.0 y techo del tajeo de 6.4. Con estos dos parámetros del número de estabilidad y el radio hidráulico, se interpreta en el gráfico de Matthews y Potvin, donde se interceptan los valores en la **zona de resistencia media**; por tanto, es una zona donde se puede trabajar con una seguridad anticipada y también se llega a

obtener que la longitud máxima del tajeo de explotación es de 35 metros y un banqueo de 37 metros de altura.

En cuanto al pilar se seguridad, se realizó considerando la estimación empírica de la sobrerotura lineal equivalente (ELOS), cuyos valores obtenidos tendrían entre 1.5 m a 2.0 m (sobre rotura lineal equivalente). También se realizó el análisis de pilar corona mediante metodología de Pakalnis, obteniéndose los valores de $P = 10$ metros (Altura del pilar = H en el modelo) y $W: 8$ mts (Ancho de pilar).

4.3.1. Hipótesis Específico 1

Si se diagnostica la evaluación geomecánica del macizo rocoso entonces se determinará la calidad de la roca, que se encuentra en la Empresa Minera Los Quenuales S.A.

Para la evaluación de la prueba de hipótesis, se llevó a cabo un conjunto de actividades como la determinación de los aspectos estructurales en la parte litológica, que se encuentra emplazado en la Formación Casapalca y el tipo de roca son las areniscas; las alteraciones corresponde al tipo de silificación, cloritización y epidotización; en cuanto a las discontinuidades; el arreglo estructural del cuerpo M, presenta 3 Familias principales de discontinuidades F1 (Familia 1, Dip/Dip Direction $76^\circ/346^\circ$), F2 (Familia 2, Dip/Dip Direction $78^\circ/177^\circ$), y F3 (Familia 3, Dip/ Dip Direction $59^\circ/281^\circ$), además de un sistema secundarios.

Las fallas principales que dominan el Tajo están orientadas de N-E. Las diaclasas tienen persistencias mayores a 3m y un espaciamiento entre 0.06m a 0.20m con relleno duro y cerrada. El rumbo y buzamiento promedio del cuerpo M es de $N41^\circ E$. La potencia de mineral es variable desde 20 cm hasta 2m; asimismo, a través del programa DIPs se llegó a determinar el diagrama de contornos de polos muestra tres familias de discontinuidades principales y también el diagrama de contornos de polos muestra tres familias de

discontinuidades principales, también se ejecutó el diagrama de rosetas muestra que la mayor concentración de discontinuidades se encuentra casi transversal a la dirección del Tajeo 7013.

Se calculó los valores del RMR, que corresponde a las unidades geotécnicas: UG1 con RMR de 48, UG2 con RMR de 51, UG3 con RMR de 48, UG1 con RMR de 48, UG4 con RMR de 48, UG5 con RMR de 47, UG6 con RMR de 46 y UG7 con RMR de 38. Asimismo, se obtuvieron valores de la densidad, el esfuerzo de compresión uniaxial el módulo de Young, etc. de cada unidad geotécnica.

4.3.2. Hipótesis Específico 2

Se realiza el diseño mediante el método de estabilidad gráfica entonces se determinará las dimensiones y pilar de seguridad del tajeo aplicado a la explotación por subniveles en la Empresa Minera Los Quenuales S.A.

Para ejecutar esta hipótesis, se ha determinado los esfuerzos principales σ_1 , σ_2 y σ_3 y sus orientaciones del modelo de esfuerzos en el software FLAC 3D, en relación al tajeo 7013 del nivel 4100; que corresponde a los valores de $\sigma_1 = 28.50$ MPa, $\sigma_2 = 24.33$ MPa y $\sigma_3 = 10.76$ MPa. También, Se realizó el modelo numérico bajo la secuencia de minado y las condiciones geométricas proyectadas del tajo, considerando los vacíos propios de las explotaciones antiguas y recientes de la estructura mineralizada del cuerpo M, el minado se realizó en descendente desde el primer intermedio hacia la base del nivel 4300, se realizó esta simulación dejando un PILAR PUENTE DE 8m hacia el tajo rellenado 7011. Del modelo numérico se planteó una estrategia de minado manteniendo el grado de estabilidad de las cámaras en zona estable a zona de estabilidad media y con un ELOS menor o igual a 1.0 del método gráfico de estabilidad para controlar los descajados de la roca encajonante techo. La geometría planteada para el modelamiento numérico se ha contemplado un pilar puente de 8m, el pilar central de 18m de longitud, cada ventana está espaciados

cada 20m. Se ha contemplado 02 secuencias de minado para la recuperación más segura y eficiente de mineral. Siendo, el método de explotación sublevel stoping el más comunes de minado en el mundo; el dimensionamiento de los intervalos de minado y pilares, es muy importante para satisfacer el método; de acuerdo a los análisis se llegó a determinar las dimensiones con una longitud máxima de explotación de 35 metros y un banqueo de 37 metros de altura. También, se determinó el equivalente lineal de Sobre-rotura/Desprendimiento (ELOS); que, se encuentra entre 1.5m a 2m. Con el análisis de pilar corona a través de Pakalnis y Lunder, considerando 145 MPa como promedio de resistencias UCS que se obtuvo con los ensayos, 10 m de altura del pilar, 8 metros de ancho del pilar; se obtuvieron los valores de σ_1 (MPa) = 55, C_{pav} = 0.03; a través de la figura N°28 se llega a calcular el factor de seguridad mayor de 1.1.

4.4. Discusión de resultados

En la ejecución del presente estudio de investigación, se ha determinado en primer lugar; que, se inicia mediante un mapeo geomecánico en relación al tajeo 7013 y cuerpo M; concluyendo, que presenta tres familias principales de discontinuidades F1 (Familia 1, Dip/Dip Direction 76°/ 346°), F2 (Familia 2, Dip/Dip Direction 78°/177°), y F3 (Familia 3, Dip/ Dip Direction 59°/ 281°), además de un sistema secundarios; también, la caracterización de 07 unidades geotécnicas utilizándose mas 100 000 taladros logueados con RMR-89. Al respecto, en la tesis “Estudio geomecánico para el diseño de tajeos en el nivel de producción en la Unidad Minera Cerro Lindo 2022” de (LAPA, 2021) su objetivo principal es, determinar de qué manera estudio geomecánico influye el diseño de tajeos en el nivel de producción en la unidad minera cerro lindo 2022, concluye también; que, el análisis de distribución de discontinuidades ha indicado que el arreglo estructural de la masa rocosa dentro de cada litología de

Cerro Lindo, debajo del Nv. 1800, está conformado por 2 sistemas principales de discontinuidades.

En el presente estudio, también se determinó mediante un análisis del gráfico de Mathews y Potvin ; que, las dimensiones óptimas debe tener una longitud máxima de explotación de 35 metros y un banqueo de 37 metros de altura; del mismo modo, Belizario M., Condori R., 2021, en su tesis “Aplicación del Método Gráfico de Estabilidad de Mathews en vetas angostas para determinar la dimensión geométrica óptima del tajeo N°1”, concluye que, el análisis de la estabilidad del tajeo de la unidad minera Debra Luz desarrollado en vetas angostas debe tener las dimensiones 1.25 x 25 x 30 m mediante el método gráfico de estabilidad.

Asimismo; en el estudio de investigación propuesto, se calculó

Un conjunto de esfuerzos principales en el análisis del tajeo, cuyos valores oscilan en $\sigma_1 = 28.50$ MPa, $\sigma_2 = 24.33$ MPa y $\sigma_3 = 10.76$ MPa; al respecto, Mejía, A., 2021 en su trabajo de investigación “Evaluación del macizo rocoso aplicando el método gráfico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos”, concluye también, sobre los esfuerzos actuantes en el tajeo consideración el principio de la carga litostática el esfuerzo vertical “ σ_v ” = 2.39 MPa y el esfuerzo horizontal “ σ_h ” = 0.956 Mpa.

CONCLUSIONES

- Según el modelo estructural del cuerpo M, presentan 3 Familias principales de discontinuidades F1 (Familia 1, Dip/Dip Direction 76°/ 346°), F2 (Familia 2, Dip/Dip Direction 78°/177°), y F3 (Familia 3, Dip/ Dip Direction 59°/ 281°), además de un sistema secundarios.
- Según el modelo geomecánico se concluye que el Tajo 7013 está emplazado en la Formación Casapalca, el tipo de roca son areniscas del miembro capas rojas. La calidad de roca es regular con RMRc 45-55 y la alteración que presenta es cloritización, epidotización, piritización y silificación.
- Según el análisis del método de explotación el método más apropiado para las condiciones geológicas, geomecánicas y la recuperación más rápida del mineral es sub level en cuerpos. La explotación se realizará desde el primer intermedio y terminando en la base en retirada hacia los accesos.
- Según el método numérico el fallamiento por corte se presenta en el pilar puente debido al peso del relleno del Tj 7011, que para un puente de 8m se observa que las zonas falladas son de casi el 60% del total del pilar puente. La concentración de esfuerzos durante las excavaciones se presenta al contorno de las paredes de los pilares. El fallamiento por tracción o desconfinamiento se presentan en las cajas tanto en el piso y techo.
- Según el modelo numérico para el pilar central de 18m y el rib pilar de 8m presentan zonas intactas que no fueron afectados por ningún tipo de fallo (corte, concentración de esfuerzos y tracción), estas dimensiones de los
- Según el método gráfico de estabilidad al minar el TJ 7013 se tiene una configuración final de 20m(A)x37m(H)x35m(L), todos los lados de la cama de explotación (caja techo, caja piso, pared norte, pared sur y el techo) se encuentran en la zona de inestabilidad media y una probabilidad de estabilidad al 50%, además se obtiene un Elos de 1.5 a 2m. Estos valores tienden a mejorar ya que las

geometrías planteadas por el área de planeamiento son irregulares ya que varían en ancho del ASD y Span.

- Del peligro sísmico, la isolínea Ground motion Hazard de color magenta para el LOM 2024 y segundo semestre el 2023, afectaría a los accesos al Tj 7013, con una categoría de Probable, que podría afectar por mecanismo de shake down.

RECOMENDACIONES

- Realizar el minado del cuerpo M, por el método de explotación sub level cuerpo con perforaciones positivos, el minado se debe comenzar del primer intermedio de sur a norte con los taladros siguiendo la secuencia del gráfico anterior, culminando la (secuencia #1, #2, #3 y #4) debe ser rellenado esta ala sur para continuar con el minado del ala norte (secuencia #5, #6) y finalmente el Tj 7013 debe ser rellenado por completo.
- Dejar tres secciones de perforaciones acumulados desde la última sección a disparar tanto que servirá de escudo de seguridad y no exponerse al vacío.
- Realizar diseño especial de voladura controlada a fin de atenuar las vibraciones sobre el macizo rocoso y verificar la correcta ubicación e inclinación de la perforación de taladros de acuerdo con el diseño.
- Disponer de relleno detrítico como parte del ciclo de minado ya que sin ello no se podría contemplar el minado seguro del Tj 7013.
- Este trabajo de investigación, está sujeto a actualizaciones a medida que se avancen los accesos y se pueden tomar datos insitus.

BIBLIOGRAFÍA

- Barton, N. (1992- 1993). "Predicting the Behavior of Underground Openings in Rock". New Delhi.
- Bieniawski, Z. T. (1989-1990); "Engineering Rock mass Classifications", A Wiley-Interscience Publication, Canada.
- Belizario, M. Condori, R. (2021). "Aplicación del método gráfico de estabilidad de mathews en vetas angostas para determinar la dimensión geométrica óptima del tajeo N°1 y controlar su inestabilidad en la U.M. Debra Luz". Tesis de grado. Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas.
- Gonzales de Vallejo, (2005). "Ingeniería Geologica", Pearson – Prentice Hall, Madrid.
- Gavilanes J., Hernan & Andrade H., Byron; Introduccion a la Ingeniería de Túneles – Caracterización, Clasificación y análisis geomecánico del macizo rocoso. A.I.M.R. Quito-Ecuador, 2004.
- Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas (2017), OSINERGMIN
- Goodman Richard E.(1989). "Introduction to Rock Mechanics". Second Edition. University of California at Berkeley.
- Hoek, E. (1999). Strength of rocks and rock masses. ISRM New Journal 5 (2), pg 12-26.
- INGEMMET (1996). Geología de los cuadrángulos de Ambo, Cerro de Pasco y Ondores, INGEMMET.
- Karzulovic, A. (2008). "Sistemas de Calificación y Clasificación Geotécnica de Macizos Rocosos, Método del Índice GSI".

- Lapa, W. (2022). "Estudio Geomecánico para el Diseño de Tajeos en el Nivel de Producción en la Unidad Minera Cerro Lindo 2022". Universidad Nacional de San Cristobal de Huamanga. Ayacucho - Perú
- Maldonado, D. (2022). "Propuesta de Diseño de Explotación Subterránea para la Extracción de Oro en el Area Minera Patricia, El Guabo – el Oro". Universidad del Azuay. Quito- Ecuador.
- Mejía, D. (2021). "Evaluación del macizo rocoso aplicando el método gráfico de estabilidad para el dimensionamiento geomecánico de tajeos" Universidad Continental. Huancayo – Perú.
- Morales, R. (2019). "Evaluación Técnico-Económica del Método Sublevel Stopping y su Variante LBH". Universidad de Talca. Curicó – Chile.
- Seifabad, MC Kooshahi, YM, Bameri, A. (2022). "Determinación de galerías y pilares en la mina de cobre Chehel Koureh". Revista Internacional de Minería y Geingeniería.

ANEXOS

Instrumento de Recolección de Datos

Anexo 01: Datos requeridos para el DIPs

dip	dip dir	type
87	358	d
68	61	d
87	92	fp
72	100	d
74	113	d
85	114	d
35	168	d
85	172	d
79	171	mf
85	173	d
84	175	d
77	175	d
84	175	d
59	176	d
74	176	fp
65	176	mf
71	178	d
85	178	d
86	180	d
70	181	d
88	182	d
83	183	d
87	184	d
88	185	d
76	185	d
85	186	d
88	187	d
85	188	d
87	189	d
81	188	mf
80	190	f
75	192	f
70	189	f
79	278	mf
60	275	mf
83	281	d
75	283	d
75	284	d
73	285	d
75	287	d
88	288	d
88	289	d
45	291	d
64	295	d
64	295	d
62	295	d
49	297	d
75	339	mf
85	348	d
74	350	d
76	350	d

