

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



T E S I S

Modelo geomecánico en la determinación del dimensionamiento del tajeo aplicado al método de explotación Sub Level Stopping de la Veta Andalucía 120 Nivel 4050 en la Unidad Minera Animón
Compañía Minera Chungar S.A.C.

Para optar el título profesional de:
Ingeniero de Minas

Autor:

Bach. Julio Eusebio ALVARADO RAMIREZ

Asesor:

Dr. Agustín Arturo AGUIRRE ADAUTO

Cerro de Pasco - Perú - 2024

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



T E S I S

Modelo geomecánico en la determinación del dimensionamiento del tajeo aplicado al método de explotación Sub Level Stopping de la Veta Andalucía 120 Nivel 4050 en la Unidad Minera Animón
Compañía Minera Chungar S.A.C.

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Ing. Toribio GARCIA CONTRERAS
PRESIDENTE

Mg. Raul FERNANDEZ MALLQUI
MIEMBRO

Mg. Nelson MONTALVO CARHUARICRA
MIEMBRO



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

INFORME DE ORIGINALIDAD N°005-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: Julio Eusebio ALVARADO RAMIREZ

Escuela de Formación Profesional

Ingeniería de Minas

Tipo de trabajo:

Tesis

Modelo geomecánico en la determinación del dimensionamiento del tajeo aplicado al método de explotación Sub Level Stopping de la Veta Andalucía 120 Nivel 4050 en la Unidad Minera Animón Compañía Minera Chungar S.A.C.

Asesor:

Dr. Agustín Arturo, AGUIRRE ADAUTO

Índice de Similitud: 19%

Calificativo

APROBADO

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

Cerro de Pasco, 15 de enero 2024

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

C.c.
Archivo

DEDICATORIA

Con mucho amor y gratitud a nuestro amado DIOS, por permitirme tener vida y salud, así mismo por darme fortaleza y sabiduría para lograr cristalizar mis propósitos de ser ingeniero de minas.

A mis padres, porque son el motivo de mi sacrificio, constancia y superación.

AGRADECIMIENTO

Mi agradecimiento a todos a quienes fueron el gran soporte para lograr la meta tan anhelada que es de optar el título profesional a través de este trabajo de investigación, que se convierte en un gran aporte a la ciencia.

A los Ingenieros de la Unidad Minera Animón Compañía Minera Chungar S.A.C., por permitirme hacer este proyecto y a todas las personas que participaron y me apoyaron.

A la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, Escuela Profesional de Minas por albergarme y brindarme las pautas del programa de estudios, a los docentes por transmitir sus conocimientos y sabios consejos para plasmar en el ejercicio profesional.

Bach. Julio E. ALVARADO RAMIREZ

RESUMEN

El presente estudio, tiene como objetivo demostrar la aplicabilidad del método de minado por Taladros Largos en la Unidad Minera Animón, sobre las condiciones de estabilidad de las excavaciones mediante el método de estabilidad gráfica. Material y métodos, tiene un enfoque cuantitativo, esta investigación es aplicada, de diseño transversal no experimental, que contribuye en la caracterización y modelamiento de la masa rocosa para la aplicación del diseño de las dimensiones de tajeo. Resultados, en el presente estudio, se ha llegado a determinar, las dimensiones del tajeo aplicado al método de sublevel stoping, con los datos hallados en la Unidad Minera Animón, veta Andalucía 120, se determinó el valor del índice Q' de Barton modificado en caja piso de 0.83, caja techo de 1.11; se obtuvo los valores del factor A, factor B y factor C. De esta forma se obtuvo los valores respectivos del cálculo de valor $N' = 1.21$ para la caja techo y $N' = 2.02$ para la caja piso. Finalmente, se determinó el radio hidráulico en relación al gráfico de estabilidad para ambas cajas son de 3.5. Por tanto, las dimensiones del tajeo deben ser de: 1.20m de ancho 12 m de largo y 16.5 m de altura, para lograr una mejor estabilidad.

Palabras clave: Evaluación geomecánica, modelo geomecánico y dimensionamiento de tajeo

ABSTRACT

The objective of this study is to demonstrate the applicability of the long-hole mining method in the Animón Mining Unit, on the stability conditions of the excavations by means of the graphic stability method. Material and methods, has a quantitative approach, this research is applied, non-experimental cross-sectional design, which contributes in the characterization and modeling of the rock mass for the application of the design of the stope dimensions. Results, in the present study, the pit dimensions applied to the sublevel stoping method have been determined, with the data found in the Animón Mining Unit, Andalucía 120 vein, the value of the modified Barton's Q' index was determined in the floor box of 0.83, roof box of 1.11; the values of factor A, factor B and factor C were obtained. In this way, the respective values of the calculation of value $N' = 1.21$ for the roof box and $N' = 2.02$ for the floor box were obtained. Finally, the hydraulic radius in relation to the stability graph for both boxes was determined to be 3.5. Therefore, the dimensions of the pit should be: 1.20m wide 12 m long and 16.5 m high.

Key words: Geomechanical evaluation, geomechanical model and stope dimensioning.

INTRODUCCIÓN

El presente estudio de investigación, se ejecutó en la Unidad Minera Animón Compañía Minera Chungar S.A.C., cuyo objetivo fue realizar el Modelo geomecánico en la determinación del dimensionamiento del tajeo aplicado al método de explotación Sub Level Stopping de la Veta Andalucía 120 Nivel 4050. Porque, las empresas mineras durante sus operaciones subterráneas tienen que extraer el mineral, y la labor principal en este tipo de actividades se concentra en los tajeos; por tanto, se debe ejecutar los diferentes trabajos con seguridad, especialmente se debe evitar los diseños sean inapropiados y que puedan generar colapsos de los tajeos.

En este contexto, el presente estudio se trató la evaluación y análisis de las características del macizo rocoso y de la estructura mineralizada la veta Andalucía 120 en la Unidad Minera Animón Compañía Minera Chungar S.A.C. dedicada a la explotación, concentración y la venta de minerales polimetálicos como: zinc, plomo y plata. Considerando el modelamiento para el dimensionamiento de tajeo.

Al respecto, se ha trabajado con la caracterización a través del mapeo geomecánico, el modelamiento a través del software DIPs y Phase V.8 con el fin de la determinación de las dimensiones de un tajeo aplicado al método de sublevel stopping, actualmente desarrollado en varias minas a nivel nacional e internacional de alta producción; después, de haber realizado un conjunto de cálculos relacionados a la dimensión apropiada, se determinó que las dimensiones del tajeo deben ser de: 1.20 m de ancho, 12 m de largo y 8.5 m de altura.

En la ejecución del presente estudio se ha considerado, cuatro partes: en el Capítulo N°01 se trató sobre el problema de investigación; que, a su vez comprende la identificación, determinación y formulación del problema, objetivos y su justificación respectivamente. El segundo capítulo comprende el marco teórico, donde se determina los antecedentes, las bases teóricas, la formulación de hipótesis y la identificación de variables independiente y dependiente. En el tercer capítulo se determina la

metodología, tipo de investigación, los métodos tipo, de investigación muestreo. En el cuarto capítulo se considera el modelamiento, dimensionamiento de tajeo, la prueba de hipótesis y los resultados; y al final se determina 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 a la Zona del Proyecto	2
1.2.4. Geología Regional.....	4
1.2.5. Rocas Intrusivas.....	6
1.2.6. Geología Local	8
1.2.7. Geología Estructural.....	11
1.2.8. Geología Económica	11
1.3. Formulación del problema.....	12
1.3.1. Problema general	12
1.3.2. Problemas Específicos	13
1.4. Formulación de objetivos	13
1.4.1. Objetivo general	13
1.4.2. Objetivos Específicos	13

1.5.	Justificación de la investigación	13
1.6.	Limitaciones de la investigación.....	14

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1.	Antecedentes de estudio	15
2.2.	Bases teóricas – científicas.....	18
2.3.	Definición de término básicos	26
2.4.	Formulación de hipótesis	27
2.4.1.	Hipótesis general.....	27
2.4.2.	Hipótesis Específicas	27
2.5.	Identificación de variables.....	28
2.6.	Definición operacional de variables e indicadores.....	28

CAPITULO III

METODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACION

3.1.	Tipo de Investigación	30
3.2.	Nivel de investigación	30
3.3.	Métodos de investigación	30
3.4.	Diseño de investigación	31
3.5.	Población y muestra	31
3.5.1.	Población	31
3.5.2.	Muestra	31
3.6.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	31
3.7.	Técnicas de procesamiento y análisis de datos	32
3.8.	Tratamiento estadístico.....	32

3.9. Orientación ética filosófica y epistémica.....	32
---	----

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo.....	33
4.1.1. Mapeos Geomecánicos.....	33
4.1.2. Aspectos estructurales	4
4.1.3. Clasificación del Macizo Rocoso	5
4.1.4. Propiedades Físico en Laboratorio	5
4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados.....	11
4.2.1. Análisis Estereográfico de Discontinuidades	12
4.2.2. Método Gráfico de Estabilidad.....	15
4.2.3. Descripción Método Taladros Largos	27
4.3. Prueba de hipótesis	33
4.3.1. Hipótesis Específico 1	34
4.3.2. Hipótesis Específico 2	35
4.4. Discusión de resultados.....	36

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

ANEXOS

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Unidades litoestratigráficas de la Mina Animón	8
Figura 2: Modelo Geológico	19
Figura 3: Modelo Geomecánico	19
Figura 4: Modelo Matemático.....	20
Figura 5: Gráfico de estabilidad	21
Figura 6: Esfuerzos Factor A.....	22
Figura 7: Esfuerzo factor B	23
Figura 8: Gravedad por deslizamiento, factor C	24
Figura 9: Diagrama estereográfico de contornos – Veta Andalucía 120.....	2
Figura 10: Estereografía de planos principales – Veta Andalucía 120.....	2
Figura 11: Veta Andalucía 120 Techo Nv. 4025 – caja techo.....	13
Figura 12: Veta Andalucía 120 Techo Nv. 4025 – caja techo.....	14
Figura 13: Diagrama estereográfico de isovalores	14
Figura 14: Histograma de la veta Andalucía 120.....	15
Figura 15: Gráfico de estabilidad según Povin (1988) y Nickson (1992)	16
Figura 16: Estimación de esfuerzo mayor Sigma 01 en zona de transición.....	19
Figura 17: Determinación de Esfuerzos Factor B.	20
Figura 18: Factor de ajuste por deslizamiento o gravitacional C	22
Figura 19: Factor de ajuste por deslizamiento o gravitacional C	22
Figura 20: Factor de ajuste por deslizamiento o gravitacional C	23
Figura 21: Factor radio hidráulico.....	25
Figura 22: Dimensionamiento de la Veta Andalucía 120 – Longitud 12 metros.....	27
Figura 23: Descripción del método de explotación	28
Figura 24: Condiciones de Aplicación del método.....	30
Figura 25: Cámara de carguío y longitud de la veta.	31
Figura 26: Vista longitudinal en tajeo con puentes y pilares.	32
Figura 27: Vista longitudinal en tajeo con puentes y pilares.	33

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Parámetros del índice Q	25
Tabla 2: Operacionalización de variables	29
Tabla 3: Cuadro resumen de la orientación de las principales vetas.	3
Tabla 4: Clasificación Geomecánica RMR '89	5
Tabla 5: Resultados de ensayos de Compresión Uniaxial	6
Tabla 6: Ensayos de Compresión Triaxial	6
Tabla 7: Resultados de los ensayos de corte directo en discontinuidades	6
Tabla 8: Parámetros de la resistencia de la masa rocosa.....	7
Tabla 9: Magnitud de los esfuerzos in-situ.....	11
Tabla 10: Valores del índice Q' tajeo Andalucía 120	18
Tabla 11: Calculo del Factor A	19
Tabla 12: Factor de Orientación B.....	21
Tabla 13: Factor de Orientación C.....	23
Tabla 14: Cálculo del Número de estabilidad N'	24
Tabla 15: Determinación del radio hidráulico.....	25
Tabla 16: Condiciones de Aplicación del método.	29
Tabla 17: Condiciones de Aplicación del método.	29
Tabla 18: Condiciones de Aplicación del método.	30
Tabla 19: Características de esquema de minado en vista planta.	31
Tabla 20: Características de esquema de minado en vista longitudinal.....	32

ÍNDICE DE PLANOS

Plano 1: Ubicación y acceso de la Unidad Económica Animón	3
Plano 2: Geología Regional de la Mina Animón	7
Plano 3: Plano Geológico Local	10
Plano 4: Mapeo Geomecánico N° 02 Mina Animón Veta Andalucía	34

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1. Identificación y determinación del problema

El presente estudio de investigación, implica en el modelo geomecánico, que involucra las estructuras mineralizadas y su entorno físico para la extracción del mineral en la Unidad Minera de Chungar; se presenta, la explotación de un tajeo y a través de ello es necesario trabajar con una buena estabilidad, seguridad y un buen diseño, de tal manera en realizar un conjunto de las actividades técnicas en ingeniería que se basan en las diferentes teorías que son aplicadas en el macizo rocoso y también en la masa mineralizada.

Considerando, que un tajeo en su etapa de explotación tiene la vida corta, pero sus impactos pueden generarse hasta la perpetuidad sino se diseña con una medida de estabilidad apropiada; entonces, el tamaño de dimensionamiento de un tajeo debe ser cuidadosamente diseñado, para determinar su estabilidad en el corto y largo plazo.

Es importante, el cálculo de evaluación de las características de la masa rocosa en una empresa minera; porque, con una evaluación inadecuada se tendría problemas muy serios, que afectaría, al personal de la mina y todo su entorno, subsidencias que puedan generarse en la unidad minera.

1.2. Delimitación de la investigación

El presente estudio de investigación está delimitado por el minado de la veta Andalucía 120, que tiene el acceso a través del nivel 4050, donde se encuentran la reserva de mineral y otras zonas de operación. Esta delimitación del proyecto, está determinado por los siguientes factores:

1.2.1. Factor Temporal

Los datos a tomar en cuenta en el estudio serán a través del año 2022.

1.2.2. Factor Espacial

La zona geográfica de donde se obtendrá la información de la investigación será la veta Andalucía zona 120 y otros de la Unidad Minera Animón en la Compañía Minera Chungar S.A.C. ubicado en el distrito de Huayllay, provincia y región Pasco.

1.2.3. Ubicación y Accesibilidad a la Zona del Proyecto

1.2.3.1. Ubicación y Accesibilidad

La Unidad Minera Animon, está ubicada en el distrito de Huayllay, Provincia y Región Pasco, en una altura de 4 600 m.s.n.m. a una distancia de 46 Kms. Encontrándose al Sur-Este de la ciudad del Cerro de Pasco y está ubicado en la hoja 23-K – Ondores en el mapa de INGEMMET, En las coordenadas U.T.M. Plano 01.

N-8´780,728 E-44654

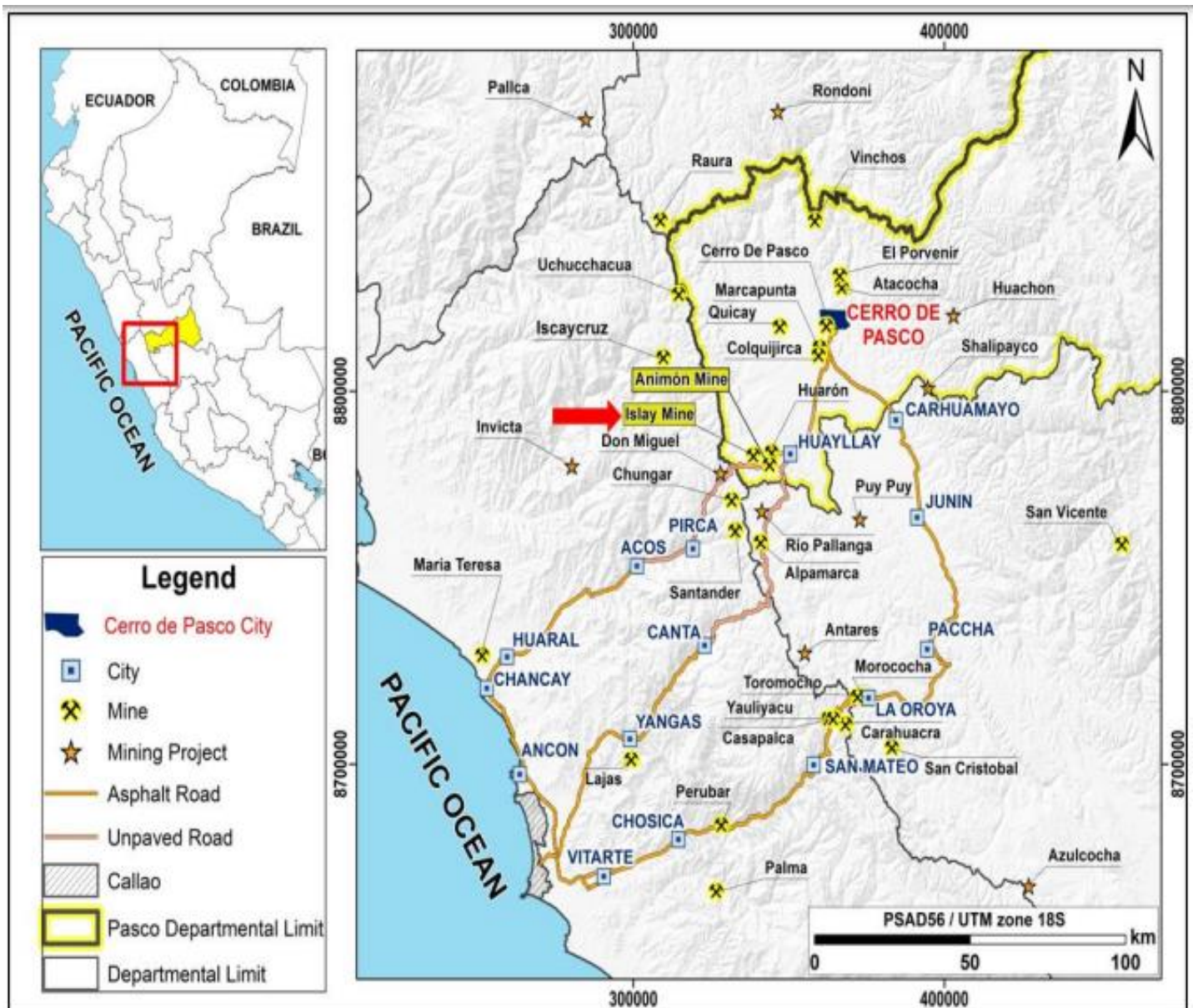
Acceso. La mina tiene el siguiente acceso:

Lima, La Oroya, cruce Villa de Pasco, Huayllay y Animón 328 Kms.

Lima, Huaral y Animón 225 Kms.

Lima, Canta y Animón . 219 Kms.

Plano 1: Ubicación y acceso de la Unidad Económica Animón



Fuente: Cía. Minera Chungar S.A.C.

1.2.3.2. Clima y Vegetación.

La Unidad Minera Animón cuenta con clima frío y seco, característico de una puna y la temperatura varía entre de: 3°C - 4°C bajo cero, en los meses de enero a marzo hay precipitaciones pluviales y los otros meses del año son seco con heladas entre abril y junio.

La vegetación en esta área se presenta de escasa, ya que el clima es frío, donde podemos encontrar zonas de material aluvial y

que son favorables a la presencia de vegetación; como esta región son puna y cordillera se puede apreciar “ichus” y también pastos propios de estos lugares.

1.2.3.3. Fisiografía.

La unidad Unidad Minera Animon, se halla ubicada a 4 600 metros de altitud en la Cordillera Occidental con superficies suaves y altitudes propio de una zona glaciario.

1.2.4. Geología Regional

“Las Unidades lito estratigráficas que afloran en la región minera de Animón – Huarón están constituidos por sedimentitas de ambiente terrestre de tipo molásico conocidos como capas rojas, rocas volcánicas andesíticas y dactílicas con plutones hipabisales” (Cruz-Rivas & Oré-Barja, 2020, p. 37).

Esta área se encuentra, en el sector Noroeste de la Hoja 23 K Ondores, del Mapa elaborado por el INGEMMET. El estudio estratigráfico trata de las facies lacustres de la Formación Casapalca del Cretáceo superior – Paleoceno y rocas volcano clásticas del Mio-Plioceno.

1.2.4.1. Formación Jumasha (Ks-J)

Mencionado por Mc LAUGHLIN, D. (1925) en el lugar de Jumasha, y en la laguna Punrún (hoja de Oyón), esta formación está definida por calizas gris a gris parduzcas, conformado por bancos medios y gruesos, fuertes a la erosión. Esta caliza en el análisis de sección delgada varía de calcilutita micrítica a calcarenita biomicrítica. Las partículas de cuarzo son de 0.1 a 0.3 mm. representando a una arena fina, de bordes subangulares a subredondeados. Cuyos afloramientos se hallan la hoja de Ondores.

1.2.4.2. Formación Celendín (Ks-ce)

BENAVIDES, V. (1956) describió a localidad de Celendín ubicado en Cajamarca, tiene una secuencia lutácea y calcárea del Cretáceo superior, en el mapa de Ondores de la Cordillera de Puagjanca, está formado por margas grises. Su morfología es suave; en esta litología se tiene.

1.2.4.3. Formación Casapalca (Kp-ca)

Aquí, aflora el geoanticlinal del Marañón con cientos de metros de potencia (Mc LAUGHLIN, D.H., 1924), también se conoce con el nombre de Pocobamba. En la base se tiene niveles de conglomerado con clastos de caliza, areniscas rojas, intrusivos y esquistos.

1.2.4.4. Grupo Calipuy (PN-vca)

El Volcánico Calipuy se tiene la Formación Casapalca; encontrándose plegamiento, erosión y levantamiento. La acumulación volcánica adquiere mayor espesor y hacia el Sur se tiene espesores entre 2000 y 3000 m, en esta Formación es importante el metalotecto porque se tiene mineralización de tipo hidrotermal.

1.2.4.5. Formación Huayllay (Np-h)

En la última Fase Tectónica andina, se tuvo actividad volcánica con presencia de ignimbritas intercaladas con piroclastos. En el afloramiento se nota, hacia Huayllay y hacia el cuadrángulo de Ondores y Cerro de Pasco dando un paisaje fantástico conocido con el nombre de "Bosque de Piedras Es un tufo porfirítico con minerales de plagioclasa, cuarzo y hojas de biotita.

1.2.4.6. Depósitos Cuaternarios

Se tiene lo siguiente:

Depósitos Morrénicos (Q-mo)

Se produjo por glaciación y se ubican sobre los 4000 metros, en forma de morenas, de bloques, gravas, arena y limo, ejemplos de éstas son las lagunas: Marcapomacocha, Lulicocha, Chacacancha, Taulli (Cerro de Pasco). Se tiene valles en forma de "U", circos glaciares, picos altos angulosos. Las cumbres están cubiertas por hielo como la cordillera La Viuda, Puagjanca, Nevados La Chonta, etc.

Depósitos Fluvioglaciares (Q-fg)

Formado por medio fluvial y glaciar, depositados en forma de llanuras con característica de erosión fluvial producto del deshielo.

Depósitos Aluviales (Q-al)

Son lechos de grava gruesa-fina de elementos redondeados a subredondeados, en forma de capas de arena, limo; son depósitos típicos de variada amplitud, encontrándose en la parte oriental del lago de Junín.

1.2.5. Rocas Intrusivas

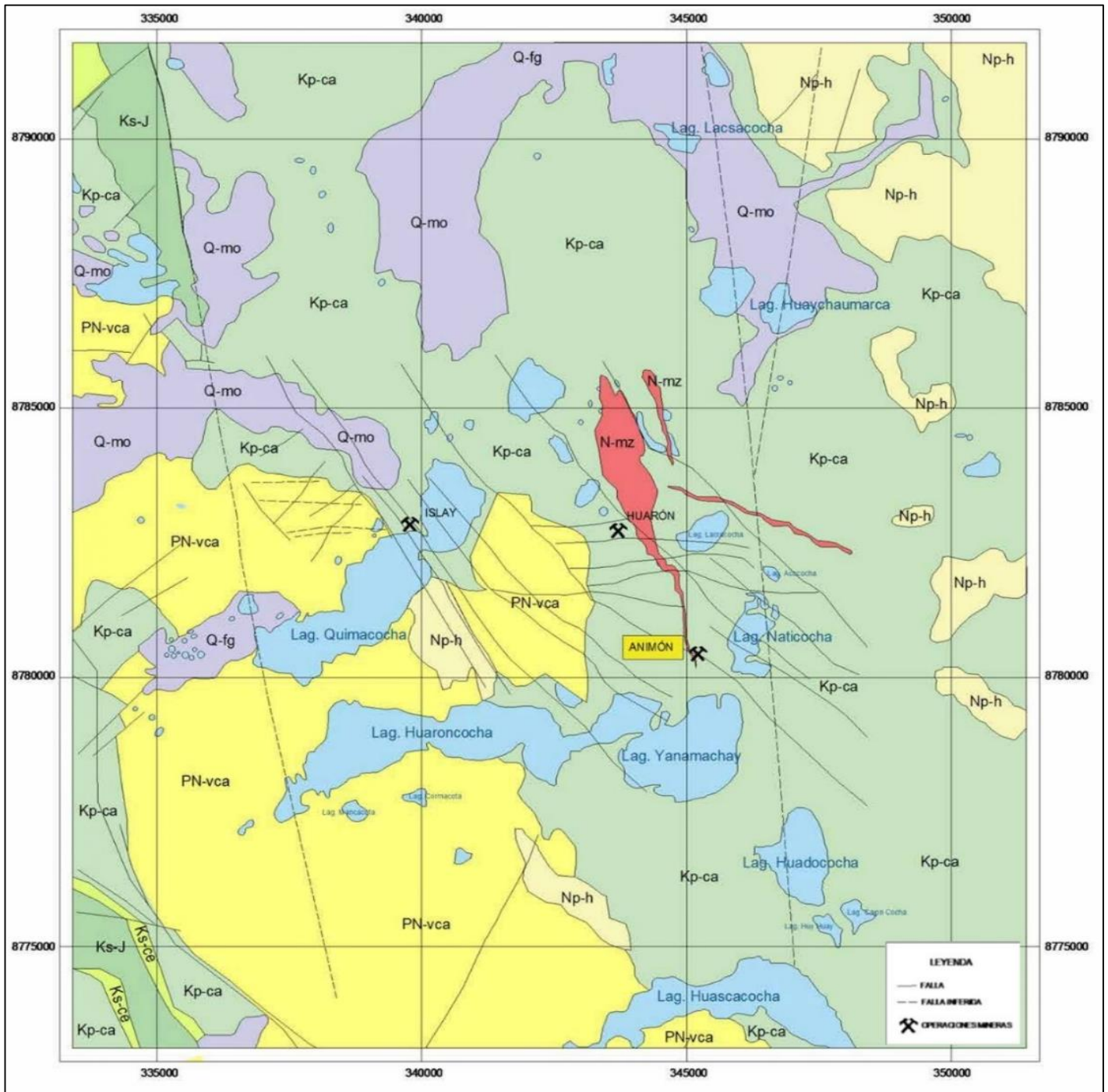
Se hace constancia de los cuerpos emplazados en forma de rocas intrusivas e hipabisales formados en diferentes épocas. Esta masa intrusiva se caracteriza por la presencia del batolito de Huánuco cuya composición es tonalítica, granodiorítica y diorítica.

1.2.5.1. Brecha Freato-Magmática (Tm-Br)

En los fragmentos polimícticos, se pudo determinar trazas de esfalerita, como parte de un cuerpo polimetálico profundo. Esta brecha Freato-magmática forma un núcleo importante de fluidos hidrotermales y los bordes de brecha, en contacto con secuencias permeables y reactivas de la Formación Casapalca, que viene a ser importante para

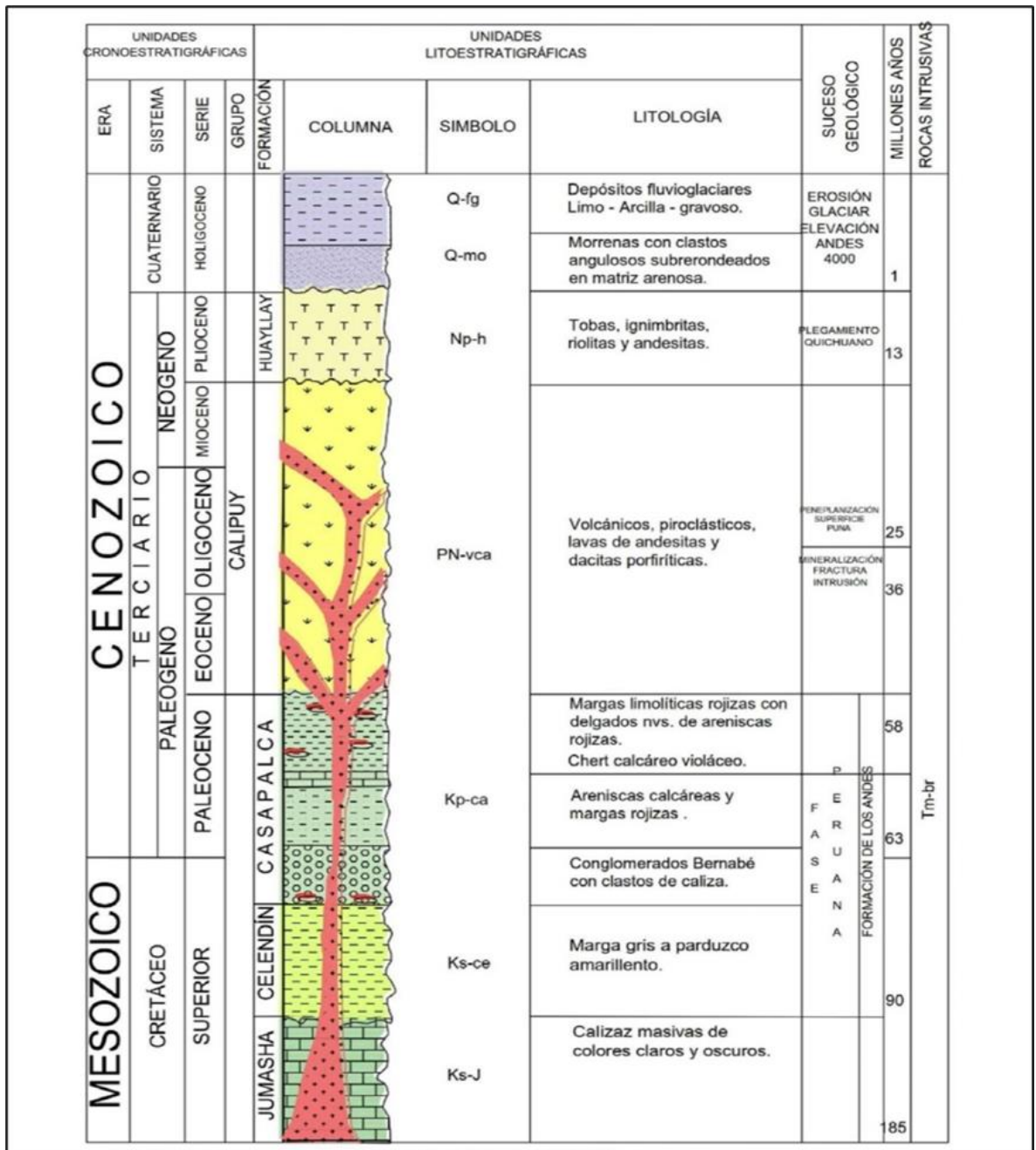
las exploraciones de yacimientos de mineral. Ver Plano N°02 y Figura N°01.

Plano 2: Geología Regional de la Mina Animón



Fuente: Cía. Minera Chungar S.A.C.

Figura 1: Unidades litoestratigráficas de la Mina Animón



Fuente: Cía. Minera Chungar S.A.C.

1.2.6. Geología Local

A nivel Local se observa presencia de sedimentitas. La Formación Casapalca presentan dos ciclos de sedimentación: el ciclo antiguo de 1,400 m a 1,500 m de grosor y el más reciente tiene una potencia de 800 m a 900 m. La gradación de los clastos y la orientación indican que los materiales son del Este. Ver Plano N°03.

Unidad Inferior: Formado por 3 miembros:

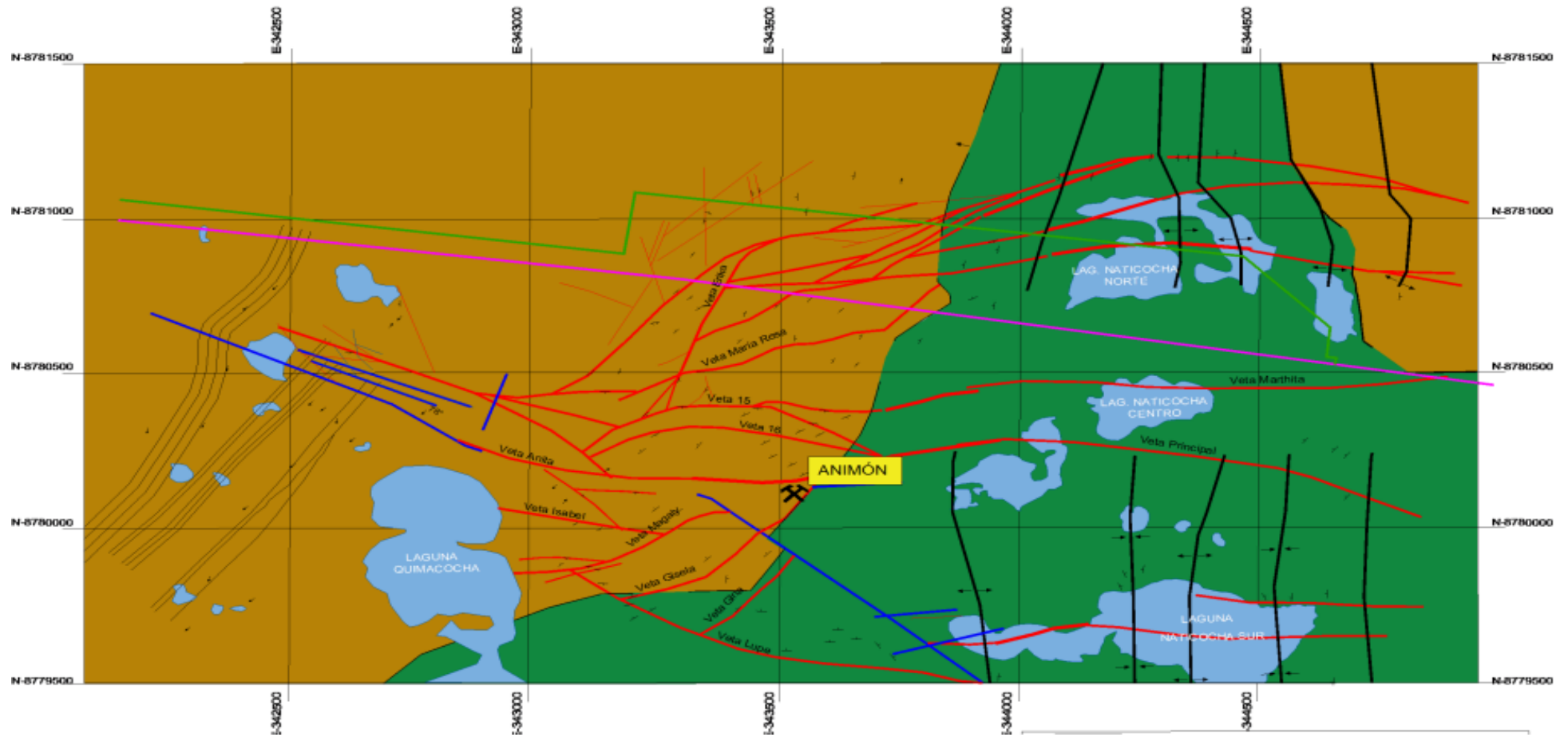
Miembro inferior: con margas y areniscas de color verde grisáceo con rojizo, se tienen conglomerados de calizas. Se encuentra en el lugar central y profunda del anticlinal de Huarón.

Miembro medio: se presenta hacia el flanco este del anticlinal por varios kilómetros, con un ancho de 485 m.

Miembro superior: Es un conglomerado con una secuencia de margas y lutitas en forma delgada, con calizas y dolomías.

Unidad Superior: con ancho de 800 metros. Este flanco es poco silicificada que empieza con conglomerados favorables para la mineralización; también es, otro de los metalotectos de la región. Se tiene, arcosas, areniscas conglomerádicas, arenisas y niveles calcáreos y areniscas del tipo marga.

Plano 3: Plano Geológico Local



Fuente: Departamento de Geología Mina Chungar-

1.2.7. Geología Estructural

La tectónica del área está considerada en el anticlinal Huarón, el cual fue determinado por intrusión de rocas, que ha fracturado los estratos sedimentarios del Cretáceo Superior – Terciario; todos los sedimentos, fueron plegados como también fallados debido a la intensa actividad tectónica, considerando características: pliegue asimétrico, el flanco oriental con inclinación de 50°-60°E y al lado occidental 35–42°W; el plano axial orientado al N20°-30°W. El área de Huarón – Chungar fue parte de un gran volcán.

1.2.7.1. Plegamiento y estructuras secundarias

Las diferentes unidades mineras en esta zona, se encuentran en un mismo anticlinal mayor de rumbo Norte Sur. Los plegamientos están acompañados con fallas, favoreciendo la emisión de lavas volcánicas, en forma de domos, flujos piroclásticos, y lavas.

1.2.7.2. Fallas Geológicas

Las principales fallas de la zona de estudio, tienen un rumbo E-W, han sido rellenadas por soluciones mineralizantes los cuales vienen siendo explotadas actualmente. Se caracteriza de presentar 2 sistemas de discontinuidades que convergen en profundidad. Las fallas que han sido rellenados con soluciones mineralizantes como la veta Andalucía, Principal, Cometa, Elena, etc. entre otros.

1.2.7.3. Diaclasas

Se pueden observar en grupos sistemas, se asocia a la zona adyacente al eje de los pliegues. La longitud de las fracturas se encuentra paralela a las fallas de dirección Este-oeste, contándose con 03 familias.

1.2.8. Geología Económica

La mina Animón está formado por un conjunto de vetas de origen hidrotermal formados como relleno de fallas, de zoneamiento y potencia

variable, encontrándose rocas sedimentarias como: marga gris y roja pertenecientes a de la Formación Casapalca.

A consecuencia de las fallas geológicas pre-minerales, en el distrito minero, las soluciones hidrotermales invadieron y circularon a lo largo de estas fracturas y temperaturas altas. La precipitación fue de acuerdo al orden paragenético: (1) cuarzo lechoso, (2) pirita, (3) enargita y (4) tetraedrita.

La estructura mineralizada polimetálica importante de la mina Animón, se encuentra en una familia de diaclasas tensionales en el sector Este donde se encuentra la veta Principal, y en 2do. lugar la veta Andalucía además de otras menores.

La veta importante de Mina Animón es veta Principal, de dirección Este-oeste e inclinación de 65 a 75 grados al norte, aproximadamente de 2km de longitud cuya potencia es de desde 0.50 m hasta 12 metros encontrándose en la parte central y profunda el mineral masivo de esfalerita

1.3. Formulación del problema

La Unidad Minera de Animón, cuenta con la labor en el nivel 4050 veta Andalucía las reservas de mineral suficiente, donde se pueda extraer el mineral sin problema; asimismo, presenta con todas las características, donde se puede aplicar el método de Sub Level Stopping; a consecuencia, de lo manifestado se formulan el problema de investigación:

1.3.1. Problema general

¿Cómo realizar el modelo geomecánico en la determinación del dimensionamiento del tajeo aplicado al método de explotación Sub Level Stopping de la Veta Andalucía 120 Nivel 4050 en la Unidad Minera Animón Compañía Minera Chungar S.A.C.?

1.3.2. Problemas Específicos

Problema específico 1:

¿Cómo realizar el modelo geomecánico en la Veta Andalucía 120 Nivel 4050 en la Unidad Minera Animón Compañía Minera Chungar S.A.C.?

Problema específico 2:

¿Cómo determinar el dimensionamiento del tajeo aplicado al método de explotación Sub Level Stopping en la Veta Andalucía 120 Nivel 4050 en la Unidad Minera Animón Compañía Minera Chungar S.A.C.?

1.4. Formulación de objetivos

1.4.1. Objetivo general

Realizar el modelo geomecánico para determinar las dimensiones en el tajeo aplicado al método de explotación Sub Level Stopping de la Veta Andalucía 120 Nivel 4050 en la Unidad Minera Animón Compañía Minera Chungar S.A.C.

1.4.2. Objetivos Específicos

Objetivos específicos 1:

Realizar el modelo geomecánico en la Veta Andalucía 120 Nivel 4050 en la Unidad Minera Animón Compañía Minera Chungar S.A.C.

Objetivos específicos 2:

Determinar las dimensiones del tajeo aplicado al método de explotación Sub Level Stopping en la Veta Andalucía 120 Nivel 4050 en la Unidad Minera Animón Compañía Minera Chungar S.A.C.

1.5. Justificación de la investigación

La Unidad Minera Animón, proyecta la implementación de mejoras importantes en los procesos que conciernen a las operaciones de explotación por métodos subterráneos. En este contexto, el modelo geomecánico se considera fundamental en la ejecución de cálculos para la determinación de las dimensiones de los tajeos; que, justifica la importancia en el sentido que provee

al ingeniero de diseño (planificador) una información útil para los propósitos de "Diseño y Dimensionamiento de la Mina". En este sentido la Unidad Minera encarga en realizar el presente estudio; cuyo desarrollo, resultados, discusión, prueba de hipótesis, conclusiones y recomendaciones se presentan en éste estudio de investigación.

1.6. Limitaciones de la investigación

En este sentido se van a tener algunas limitaciones relacionados a características estructurales de la geología en el contexto regional, también, de los aspectos más relacionados a la geología local con fines del estudio, en el tratamiento del modelo geomecánico; donde resaltan, la mineralización, alteraciones y controles estructurales propios de la mina. Es necesario precisar que las limitaciones se basan en observaciones geológicas realizadas durante los trabajos de campo, como algunas alteraciones.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. Antecedentes de estudio

En la investigación, se consideraron las diversas informaciones referido al modelo del macizo rocoso y el diseño del dimensionamiento de un tajeo de producción en diversas fuentes como: repositorios nacionales e internacionales, revistas indizadas, bibliotecas virtuales, etc.

Antecedentes nacionales

Pantaleón, H. y Carbajal C. (2017), Pontificia Universidad Católica del Perú, realiza su tesis: "Evaluación Geomecánica para el Dimensionamiento, Secuencia de Minado y Relleno de Tajeos de una Mina Subterránea", los resultados fueron:

- Se realizó el dimensionamiento óptimo de tajeos y el diseño de sostenimiento con cable bolting. Para ello, se recurrió a los métodos empíricos, tales como la gráfica de estabilidad modificada, que analiza la estabilidad del tajeo por medio del equivalente lineal de sobrerotura de las paredes laterales de paredes.
- Se realizó el diseño de cable bolting mediante el análisis cinemático y método de la cuña máxima para el techo o corona de los tajeos, y el análisis empírico para la caja techo de los tajeos.

Colan, A. (2021), de la Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, considera en su tesis “Evaluación Geomecánica del Macizo Rocos y Diseño de Sostenimiento para la Explotación segura por Corte y Relleno Ascendente de las Estructuras Mineralizadas de la Mina Caridad - Compañía Minera Lincuna”; los resultados obtenidos fueron:

- La elección del método de minado, Corte y Relleno Ascendente Mecanizado y el tipo de sostenimiento, tales como: pernos Split set, Omegabolt, malla electrosoldada y Shotcrete.
- Para una mejor distribución de los esfuerzos en el Tajo 022, con una calidad de roca tipos IVA – IIIB, con RMR en cajas de 45 a 50, en zona mineralizada, de 35 a 45.
- El dimensionamiento de aberturas de excavación máximas, es de 14 m de altura por 20 metros de largo y un radio hidráulico de 4.1 m.

Mendoza, S. (2019), Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, en su tesis “Análisis Geomecánico de Taladros Largos en Tipos de Roca de Mala Calidad Aplicables en la Mina de Animón – Perú”. Los resultados son:

- El estudio estuvo orientado a la toma de datos geomecánicos, la información obtenida mediante el mapeo geomecánico y la evaluación diaria de los frentes en avance y explotación.
- Se logró generar la caracterización que a su vez condujo a la zonificación geomecánica del macizo rocoso, adicionalmente, se evaluó la presencia de factores influyentes, los mismos que podrían llegar a alterar las condiciones de estabilidad de las labores mineras.
- Se evaluaron los factores principales del control de estabilidad y se logra estimar los parámetros geomecánicos básicos.

Antecedentes Internacionales

Rincón, B. (2016), de la Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia UPTC, presenta tesis de investigación “Caracterización Geomecánica del Macizo Rocosó del Área del Contrato 01-068-96 “Cooperativa Cooprocárbón Sugamuxi” Municipio de Gámeza Boyacá”. Los resultados fueron:

- Este estudio, se ejecutó a través de las propiedades físicas y mecánicas más relevantes de la formación Guaduas que aflora en el área de concesión de la Cooperativa Cooprocárbón Sugamuxi.
- El método utilizado para determinar la clasificación Geomecánica del macizo rocoso es el propuesto por (Bienaiwsky, 1989) conocido como RMR.
- Este proyecto hace parte de un estudio que se debe realizar para dar cumplimiento al decreto 1886 de 2015 emanado del Ministerio de Minas y Energía.

Recio, D. (2014), Universidad Politécnica de Madrid, en este estudio de tesis “Aplicación de la Regresión Logística en la Predicción Empírica de Fenómenos Complejos en Obras Subterráneas: squeezing y rotura de Pilares de Carbón”; presenta:

- Una solución basada en la aplicación de clasificador lineal de tipo regresión logística para predecir la ocurrencia de la fluencia en túneles (o squeezing) y de rotura de pilares de carbón para minería de tajos largos, en base a la información real previamente recopilada en bases de datos.
- La predicción proporcionada se realiza en términos probabilísticos, de tal manera que se pondera la toma de decisiones en un entorno a menudo difícil de interpretar, y en condiciones de alta incertidumbre.

Betancur B., López C. (2019), Universidad EAFIT Medellín; en su tesis refieren que la “Caracterización y clasificación geomecánica del macizo rocoso en el nivel veintiuno de la mina La Maruja para estimar las recomendaciones de

estabilidad y soporte en la excavación y su correlación con las alteraciones hidrotermales” (p. 45); considera:

- Que las características geomecánicas de la masa rocosa es importante en la estabilización de una abertura subterránea.
- En consecuencia, existen diversas metodologías para cuantificar la calidad de la masa rocosa y realizar el cálculo de los diferentes tipos de sostenimiento.
- Se inicia, mediante un mapeo geomecánico de la masa rocosa en el nivel 21 den la mina La Maruja.
- Se realizan los análisis de Rock Mass Rating y el índice Q de Barton, et al. Para dar estabilidad y soporte de diseñar en forma segura durante las operaciones mineras (p. 62).

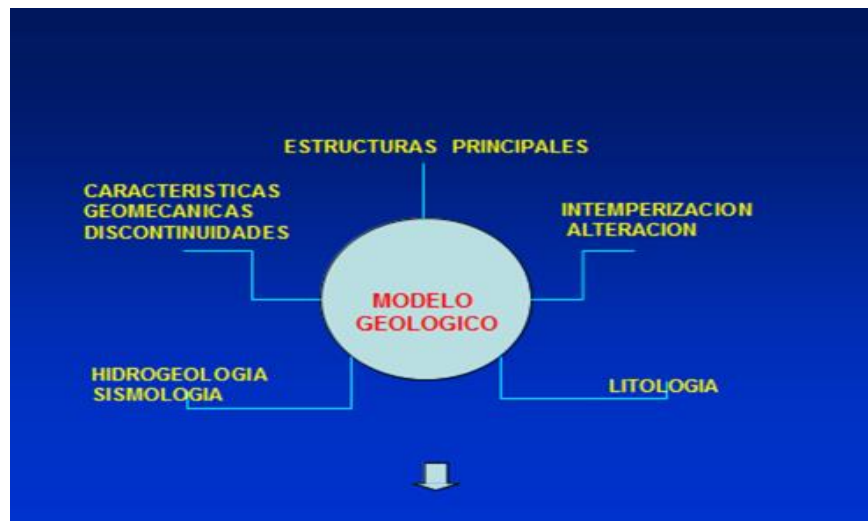
2.2. Bases teóricas – científicas

Modelo

El desarrollo de un modelo es la base importante en el proceso de diseño de labores subterráneas y/o superficiales (calidad de la roca, requerimientos de sostenimiento, dimensionamiento de tajeos de producción, etc.), ya que se tiene varias definiciones sobre los aspectos geomecánicos relacionados en el entorno donde se pretende realizar el diseño de una excavación. En el diseño de las minas metálicas subterráneas, se debe de considerar especialmente a modelos de los macizos rocosos, constituidos por datos estructurales; motivo por el cual el análisis de dimensionamiento en una mina consiste en el estudio de 03 modelos:

- a) Modelo geológico.** Consiste en la representación de las características geológicas que representan, la litología, el aspecto estructural, etc. Ver Figura N°02.

Figura 2: Modelo Geológico



Fuente: Osinergmin

- b) **Modelo geomecánico.** Se representan el conjunto de las propiedades mecánicas de la masa rocosa, de las diversas discontinuidades. En el modelo se incluyen los ensayos de la roca intacta y el estudio de las tensiones relacionadas a la masa rocosa. Ver figura N°03.

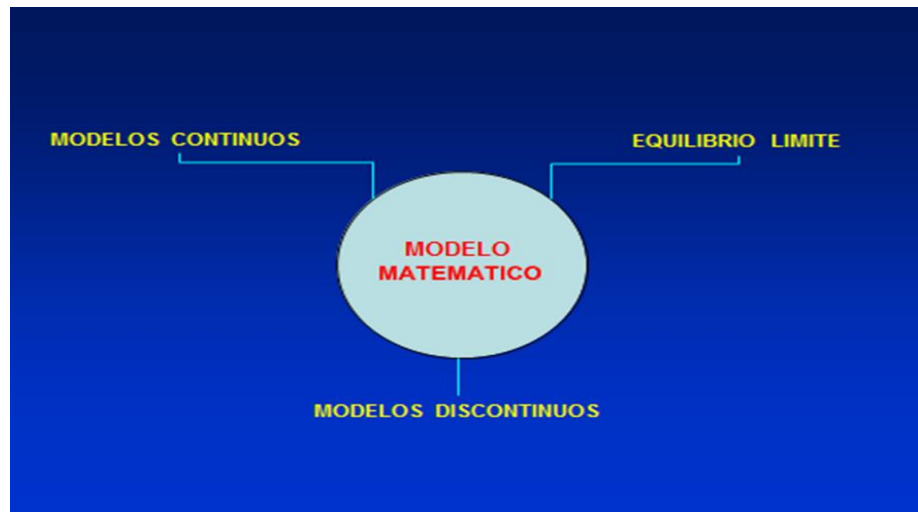
Figura 3: Modelo Geomecánico



Fuente: Osinergmin

c) **Modelo matemático.** En este modelo se relacionan los 02 modelos descritos, cuyo resultado es el desarrollo a través de las matemáticas, concluyendo en un software aplicado. Ver Figura N° 04.

Figura 4: Modelo Matemático

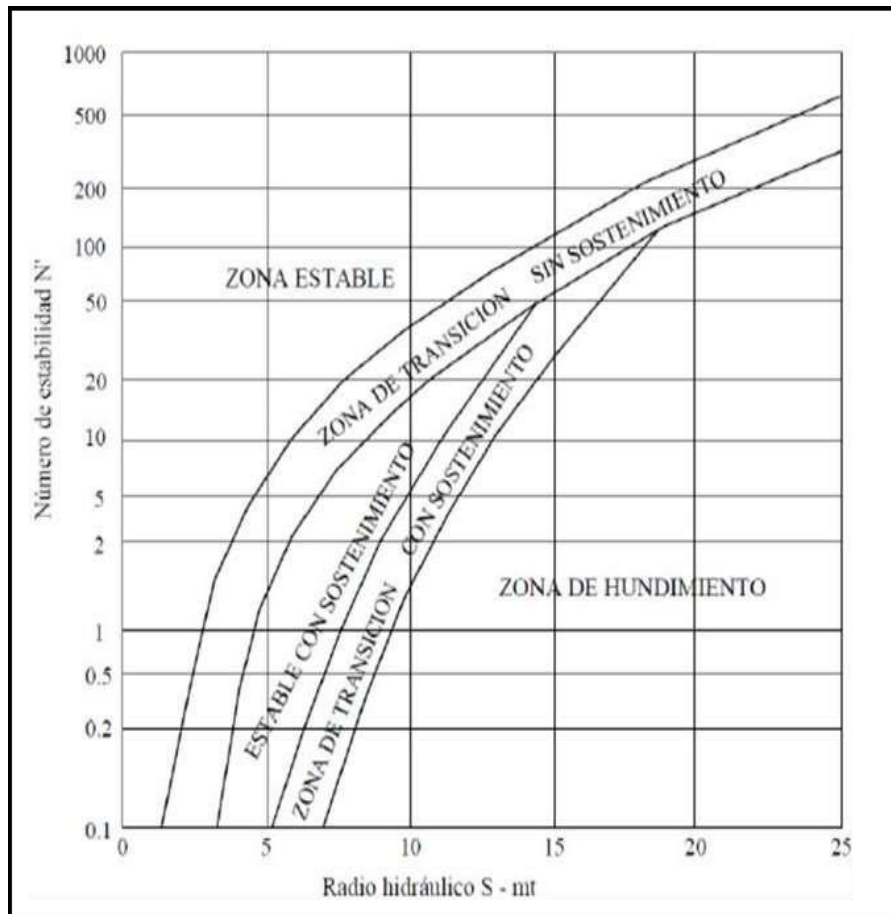


Fuente: Osinergmin

Método gráfico de estabilidad

El "Método gráfico de estabilidad", desarrollado por Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992), considerando el análisis efectuado por Mathews et. al. (1981). Este análisis, fue considerado tomando como referencia a más de 350 unidades mineras subterráneas, para la determinación de los diferentes factores que influyen para diseñar un tajo subterráneo. Ver Figura N°05.

Figura 5: Gráfico de estabilidad

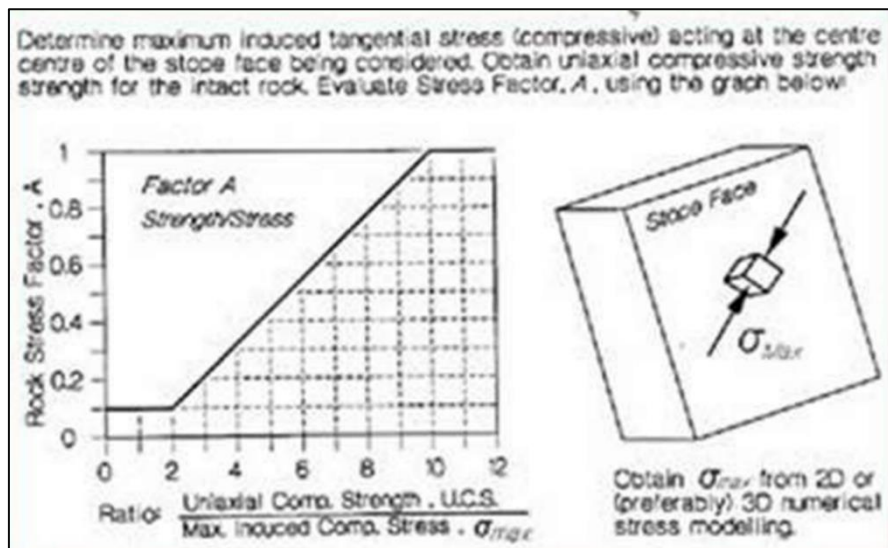


Fuente: R. Pakalnis

Factor de Esfuerzo A

Este factor, analiza las resistencias a través de las caras que están expuestas de los tajeos subterráneos en profundidad. Este factor se diagnostica, determinando el esfuerzo compresivo de la roca insitu, considerado como σ_c y también de la resistencia que actúa hacia la parte expuesta del tajeo como σ_1 . Ver Figura N°06.

Figura 6: Esfuerzos Factor A

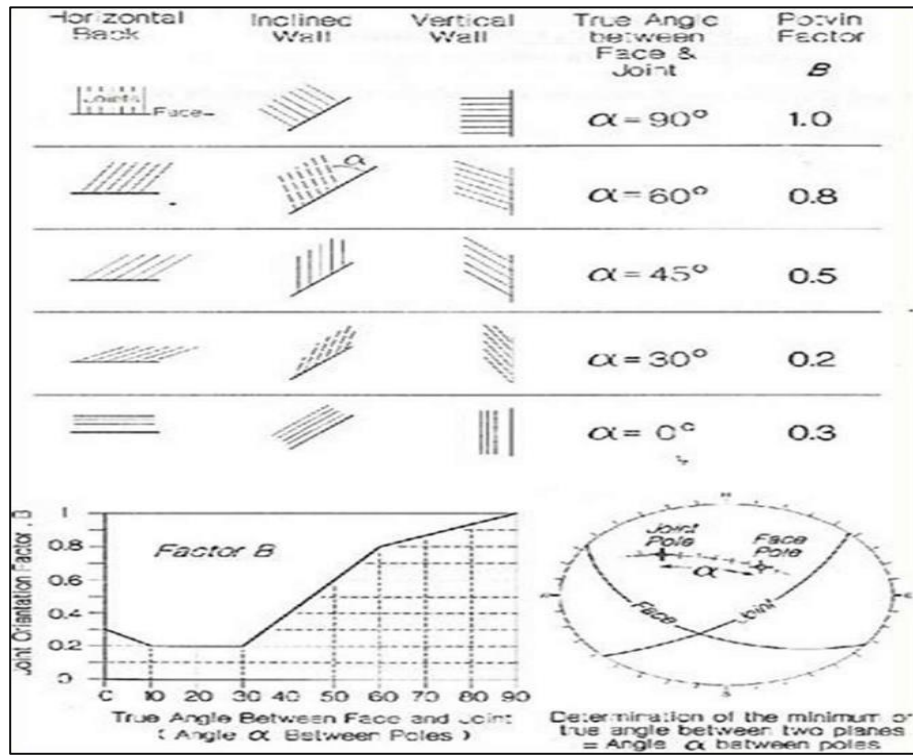


Fuente: R. Pakalnis

Factor de orientación en diaclasas B

Aquí se considera la influencia que presenta las diaclasas de la masa rocosa en la estabilidad de las caras expuestas del tajeo. Generalmente los deslizamientos se presentan en el contacto de las diaclasas críticas y muchas de ellas se encuentran formando un ángulo en relación a la superficie de la cara expuesta. Ver Figura N°07.

Figura 7: Esfuerzo factor B

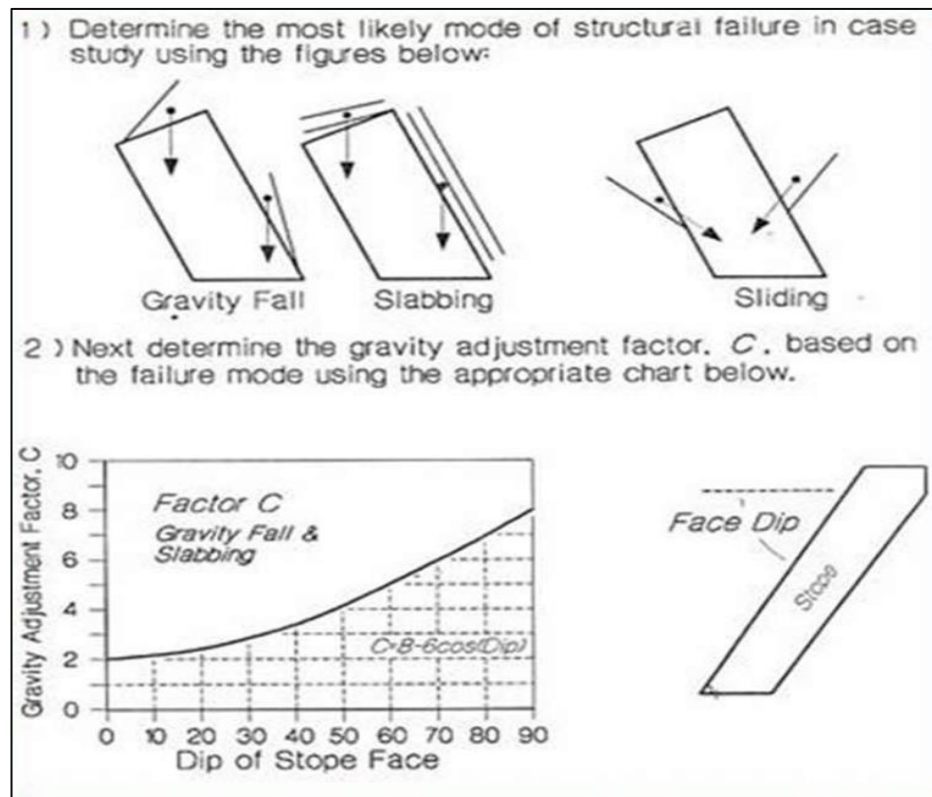


Fuente: R. Pakalnis

Efecto de Deslizamiento o Gravedad C

Este factor; se determina considerando las caras que presenta el tajeo, sus estructuras de falla como: la caída por gravedad que presenta el techo, los desprendimientos y deslizamientos que puedan ocurrir en las paredes, conocidos como caja techo y caja piso del yacimiento de mineral. Ver Figura N°08.

Figura 8: Gravedad por deslizamiento, factor C



Fuente: R. Pakalnis

Deere H. (1964), Determinó la forma de obtener datos de la designación del índice de la calidad de la roca intacta. A través de la sumatoria de las longitudes mayores de diez centímetros en relación a la longitud total del testigo de perforación. El valor RQD, se calcula a través de la siguiente fórmula:

$$\text{RQD} = \sum \frac{\text{Longitudes de trozos} > 10 \text{ cm} \times 100}{\text{Longitud Total}}$$

Asimismo, otro modo de calcular la familias de discontinuidades, es por Palmstrom, 1975 (en ISRM, 1981).

$$\text{RQD} = 115 - 3.3 J_v \text{ para } J_v > 4.5$$

$$\text{RQD} = 100 \text{ para } J_v \leq 4.5$$

$$J_v = (\text{número de discontinuidades}) / (\text{Longitud línea detalle})$$

Priest F. Hudson M. (1990), el cálculo del índice RQD, se realiza por la cantidad de discontinuidades que presenta la masa rocosa λ , mediante la siguiente expresión que proporciona el valor teórico mínimo del RQD:

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

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

Clasificación modificada índice de Q'

Este índice geomecánico tunelera modificado Q', fue determinado considerando los resultados del mapeo estructural del macizo rocoso, de acuerdo al NGI (Barton et.al., 1974); pero, se exceptúa el factor de reducción del esfuerzo SRF es fijado en 1.00. Aquí no se considera los factores relacionados a la presencia de agua subterránea ni el factor de esfuerzo de reducción (SRF). Ver Tabla N°01.

Tabla 1: Parámetros del índice Q

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

Softwares Geomecánicos:

Dips 7.0 (Rocscience)

El programa fue establecido para la determinación del número de familias que se tiene en una masa rocosa, obtenidos a través de un mapeo

geomecánico, el análisis estadístico de las discontinuidades para determinar la proyección estereográfica.

Phase2 (Rocscience)

El programa tiene como función principal de generar un modelo numérico relacionado con los elementos finitos, a través del análisis de un conjunto de factores se llega a determinar el factor de seguridad para calcular las dimensiones de un taje; también, considera los esfuerzos inducidos alrededor de una excavación.

2.3. Definición de término básicos

Apertura: Considerado como una separación de las paredes rocosas de una fractura. A mayor apertura, las condiciones de la masa rocosa son desfavorable y a una menor apertura será el macizo rocoso favorable.

Buzamiento (DIP): Es el Angulo de la veta, estrato o manto que forma con respecto a la horizontal y se mide en un plano vertical.

Caja Piso: En el estudio de una veta le corresponde al lugar de menor inclinación.

Caja Techo: Es todo lo contrario a la caja piso.

Diaclasas: Conocido también como fracturas, juntas, en relación a una falla, es que no hubo un desplazamiento.

Espaciado: Se considera como una distancia perpendicular entre las fracturas consideradas como adyacente. Cuanto mayor espaciado, los bloques son más grandes y cuanto menos espaciado, los bloques son más pequeños.

Explotación: Es un proceso de minado para extraer el mineral económico utilizando los diversos métodos de explotación para posteriormente ser beneficiado en la planta concentradora.

Mapeo geomecánico: Son actividades, donde se registra en un formato las características y propiedades de la masa rocosa y mineralizada de las

diferentes labores mineras relacionados a la exploración, desarrollo, preparación y explotación.

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

Método gráfico: Se relaciona al gráfico preparado por Matthews, Potvin y Nicholson, que nos permite calcular e interpretar las dimensiones de un tajeo a través del número de estabilidad y el radio hidráulico.

Modelamiento: Se considera como el proceso de una representación y/o esquema a través de recopilación y administración de datos obtenidos en campo.

Orientación: Es la forma de representar una discontinuidad en el espacio a través de una brújula para hallar la dirección e inclinación.

Radio hidráulico: Es un factor, que se determina mediante la relación entre el área de superficie de análisis y el perímetro de la misma que, corresponde a los lados de un tajeo.

2.4. Formulación de hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

Si se diagnostica el modelamiento geomecánico entonces se diseñará las dimensiones del tajeo aplicado al método de explotación Sub Level Stopping mediante el método de estabilidad gráfica en la Unidad Minera Animón Compañía Minera Chungar S.A.C.

Nota: El método de explotación, está adjuntado en la página 90.

2.4.2. Hipótesis Específicas

- a) Si se diagnostica el modelamiento de la masa rocosa entonces se determinará la calidad del macizo que se presenta en la Unidad Minera Animón Compañía Minera Chungar S.A.C.
- b) Si se realiza el diseño mediante el método de estabilidad gráfica entonces se hallará las dimensiones de un tajeo aplicado al método

de explotación Sub Level Stopping en la Unidad Minera Animón
Compañía Minera Chungar S.A.C.

2.5. Identificación de variables

Variable Independiente

X: Modelamiento Geomecánico.

Variables Dependientes

Y: Diseño de las dimensiones de un tajeo.

2.6. Definición operacional de variables e indicadores

ver tabla n°02.

Tabla 2: Operacionalización de variables

TIPO DE VARIABLE	NOMBRE DE LA VARIABLE	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES
VARIABLE INDEPENDIENTE	X: Modelamiento Geomecánico.	Una empresa minera requiere la actualización del estudio geomecánico en cuanto a la modelización; como el modelo geológico que debe comprender: las características geomecánicas de las estructuras principales como las discontinuidades, intemperización, alteración y litología. En cuanto al modelo geomecánico, se considera: la resistencia de la masa rocosa, el esfuerzo insitu, la resistencia de las discontinuidades, resistencia de la roca intacta, es decir la calidad del macizo rocoso.	Modelo Geológico Modelo geomecánico Modelo matemático	Cacterísticas de las discontinuidades , Intemperización y alteración, litología Resistencia del macizo rocoso, esfuerzos insitu, calidad del macizo rocoso Aplicación de los softwares: DIPs y Phases
VARIABLE DEPENDIENTE	Y: Diseño de dimensionamiento de tajeo	Diseño y analisis del cálculo de las dimensiones de un tajeo, considerando el gráfico de estabilidad de Matthews, de Potvin y otros, a través del número de estabilidad y los factores definidos como: A, B y C; asimismo, con el analisis del radio hidraulico.	Número de estabilidad Radio Hidráulico	Factor A: de esfuerzo ,Factor B: de discotinuidad Factor C: Gravedad Dimensiones

Fuente: Elaboración Propia

CAPITULO III

METODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACION

3.1. Tipo de Investigación

- Basado en el modelo geomecánico y su aplicación en el dimensionamiento de tajeo, se determina que se tiene una investigación del tipo Cuantitativa.
- Aplicada: Como parte del proceso de explotación y el cálculo del dimensionamiento de tajeos en base a las características geomecánicas.
- Experimental: Por el análisis realizado a la información obtenida durante el proceso recolección de datos.

3.2. Nivel de investigación

Aplicada Experimental

3.3. Métodos de investigación

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

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

Analítico. - Donde se hace de las observaciones de las características que presenta una masa rocosa, a partir de ello 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 transversal (o Transeccional); porque, se desarrollará 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 al haber ya ocurrido la investigación, al igual que sus efectos.

3.5. Población y muestra

3.5.1. Población

Está constituida por las características de presentan las masas rocosas en el área de influencia de las estructuras mineralizadas en la Unidad Minera de Animón,

3.5.2. Muestra

Se considera a las características de las masas rocosas y mineralizadas que están ubicados en las zonas circundantes de un tajeo que se hallan la veta Andalucía 120 Nivel 4050 en la Unidad Minera Animón.

3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

La recolección de datos, se inicia mediante un mapeo geomecánico, esto se desarrolló utilizando técnicas adecuadas en un tajeo subterráneo de la mina; para la recolección de datos se hicieron uso de técnicas como: (1) mapeo por línea de detalles, (2) por celdas u otros; donde se utilizó instrumentos como: brújula, GPS, protactor, planos, entre otros.

Asimismo; en la determinación de las dimensiones de un tajeo subterráneo, se empleó diversas técnicas como: análisis de los diferentes tipos de esfuerzos que se presenta en el tajeo con sus respectivos ajustes, el índice Q' modificado, radio hidráulico, gráficos de estabilidad de Mattews y otros.

3.7. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

Con los datos obtenidos, de las propiedades de las discontinuidades en una masa rocosa; se procesó la caracterización de la masa rocosa a través de tablas, cuadros, planos haciendo uso de softwares como de Excel, y el software DIPS; para llevar a cabo los análisis e interpretaciones.

Mediante la aplicación de la caracterización de la masa rocosa, se determinó el Índice Q' modificado, los factores de esfuerzos, radio hidráulico, etc.; su procesamiento fué a través del software Phase del grupo Rocscience y con los datos obtenido se realizaron su análisis respectivo.

3.8. Tratamiento estadístico

Las acciones que se aplicaron sobre el dimensionamiento de tajeos, fué mediante la estadística en cuanto a los datos que se obtuvo y se reflejó los resultados mediante el paquete Excel y SPSS.

3.9. Orientación ética filosófica y epistémica

Al efectuar el presente trabajo de investigación se desarrolló dentro de los principios de la ética profesional, el trabajo es de dedicación propia, teniendo en cuenta los valores y principios de la realización de una investigación. Ocasión para resaltar que la investigación efectuada en la Mina en la Unidad Minera Animón.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo

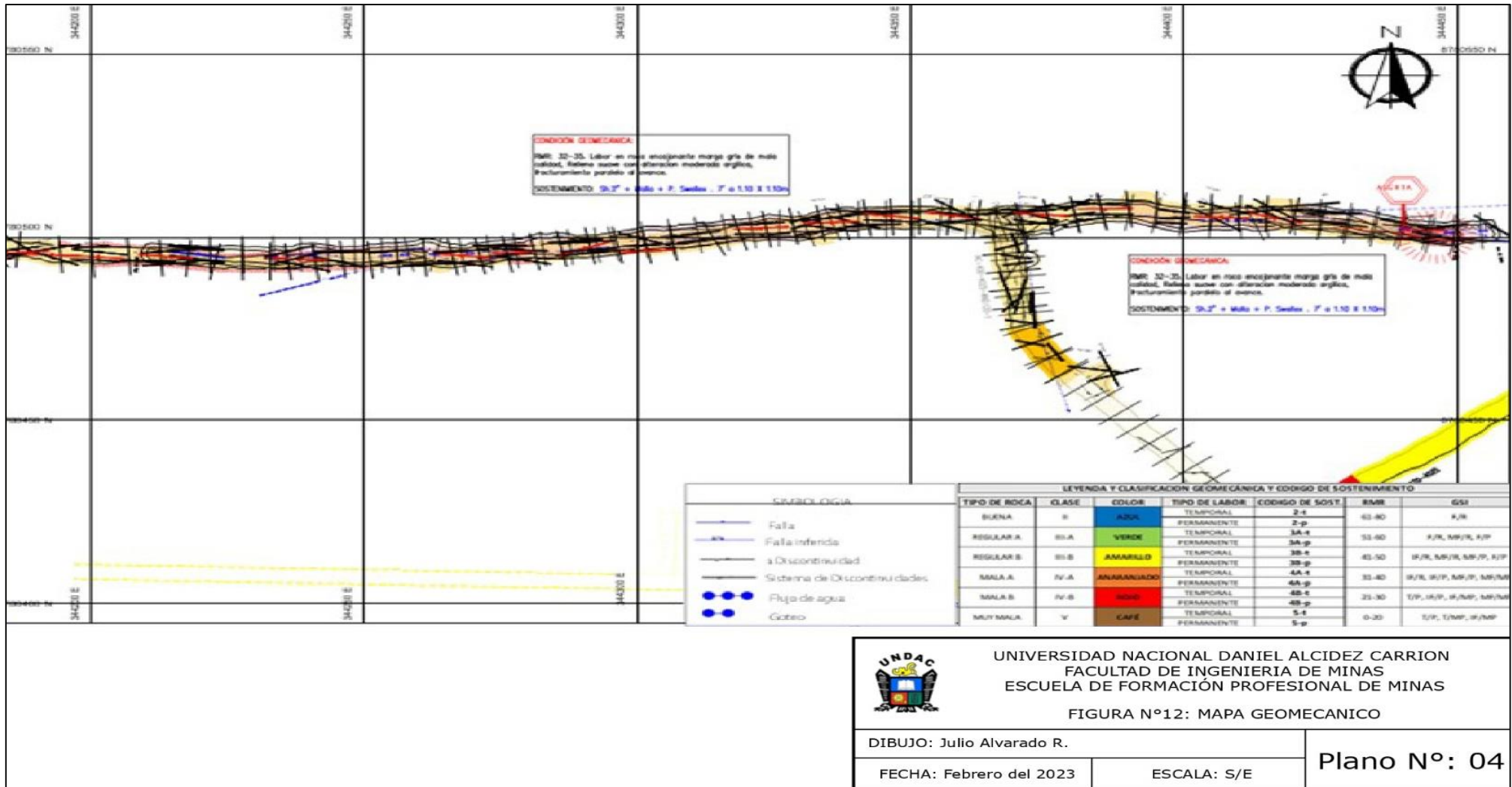
4.1.1. Mapeos Geomecánicos

En la evaluación del macizo, se obtuvieron datos considerando los mapeos geomecánicos, en todos los frentes de las excavaciones mineras subterráneas incluyendo los tajeos, donde se ejecutaron las mediciones de las discontinuidades referentes a las estaciones de medición, representado a través del macizo rocoso y/o masa mineralizada, se utilizó el mapeo por líneas de detalle a través de los índices geomecánicos de RMR y GSI: Ver Planos N°04 y 05.

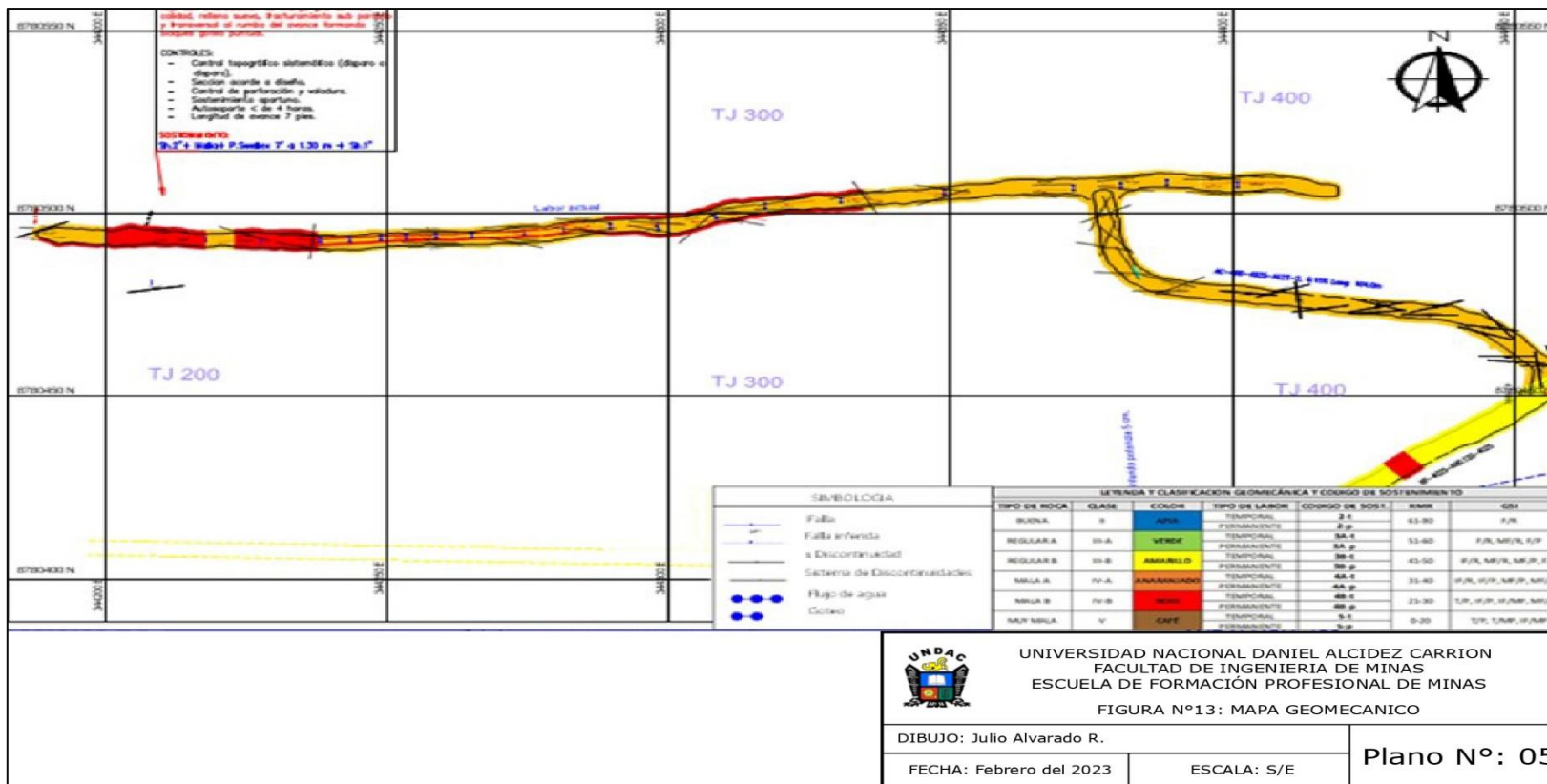
4.1.1.1. Aspectos litológicos

El control litológico del macizo rocoso en Mina la Unidad Minera Animón son marga gris y marga roja de la Formación Casapalca.

Plano 4: Mapeo Geomecánico N° 02 Mina Animón Veta Andalucía



Fuente: Elaboración Propia



Fuente: Elaboración Propia

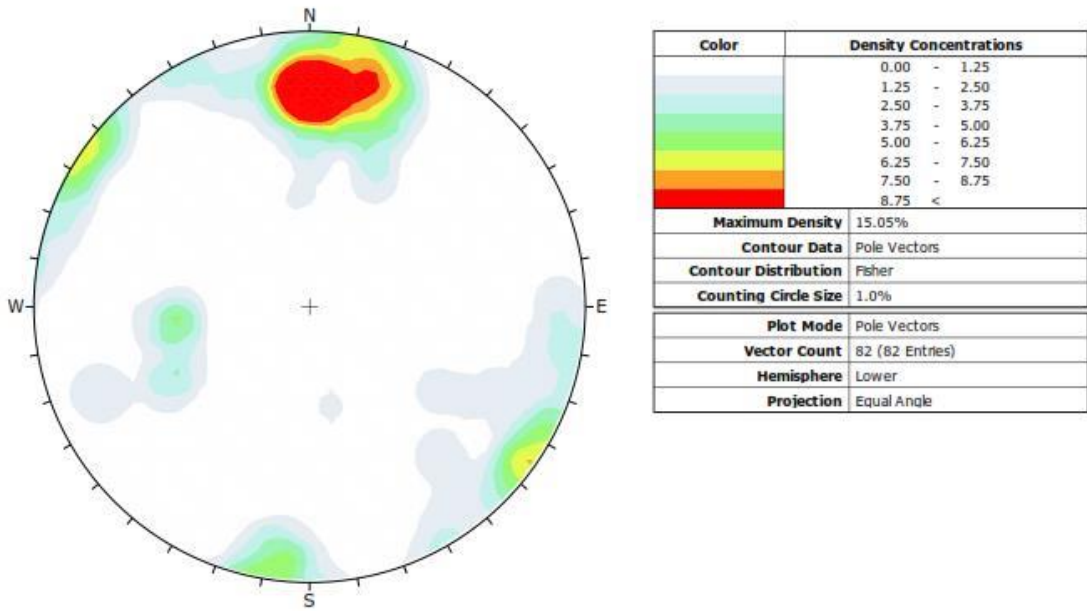
4.1.1.2. Distribución de discontinuidades

La caracterización de la masa rocosa en relación a las discontinuidades, y el proceso de datos se realizaron con las técnicas de proyección estereográfica, mediante el uso de la versión del software DIPS Versión 3.12.

La caracterización sobre la distribución de la familia de discontinuidades se mencionan en la Tabla 03; asimismo, se observan los estereogramas del comportamiento de la veta Andalucía 120. En la que menciona dos aspectos sobre el comportamiento de las estructuras en la mina Animón: Ver Figuras N°14 y 15 también cuadro N°03.

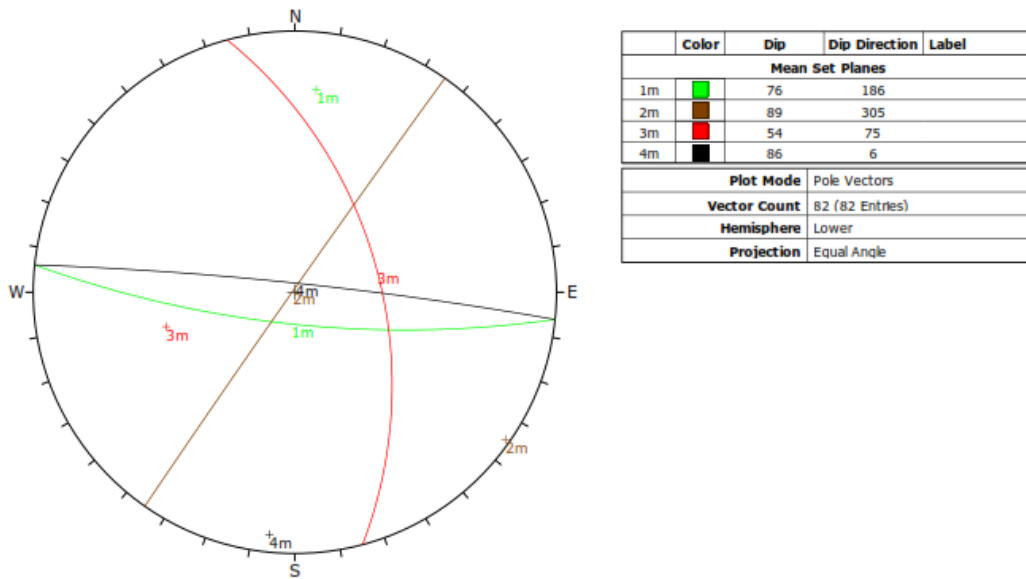
- El rumbo y buzamiento de la familia de discontinuidades es paralela y también perpendicular a la dirección de la estructura mineralizada. Las familias importantes tienen una dirección Este oeste y las familias secundarios tienen la dirección Norte sur.
- Los comportamientos relacionados a la caja techo, techo de veta y caja piso son similares en relación a la veta Andalucía. Ver figurasN°09 y 10

Figura 9: Diagrama estereográfico de contornos – Veta Andalucía 120



Fuente: Elaboración Propia

Figura 10: Estereografía de planos principales – Veta Andalucía 120.



Fuente: Elaboración Propia

Tabla 3: Cuadro resumen de la orientación de las principales vetas.

Sistemas de discontinuidades estructurales. (Rumbo/Buzamiento - Dirección de buzamiento/Buzamiento)				
Veta	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Sistema 4
Principal	N65°W/83°NE	N63°E/35°SE	N52°E/62°NW	N62°W
	O25°/83°	153°/35°	322°/62°	208°/68°
	N84°W/76°SW	N35°E/89°NW	N15°W/54°NE	N84°W/86°N
	186°/76°	305°/89°	075°/54°	006°/86°
Andalucia	EW/80° S	N89°E/78°NW	—	...
	180°/80°	359°/78°	—	—
Andalucia 120	N05°W/87°NE	N89°E/70°NW	N87°E/80°SE	—
	085°/87°	359°/70°	177°/80°	—
Carmen	N81°E/76°SE	N36°E/81°SE	N84°E/78°NW	—
	171°/76°	126°/81°	354°/78°	—
Gisela	N88°W/80°SW	N88°W/79°NE	N10°E/67°NW	N08°W/73°N
	182°/80°	002°/79°	280°/67°	082°/73°
Split Mana	N53°W/85°SW	N84°E/85°NW	N54°E/58°SE	N86°W/74°S
	217°/85°	354°/85°	144°/58°	184°/74°

Fuente: Compañía Minera Chungar – VOLCAN (2022)

En relación a la Tabla 03, se realiza un análisis para cada veta:

- La veta Principal y todos los sets son: el Sistema (1) con dirección Norte oeste e inclinación al Norte este; el set (2) con rumbo Norte este y buzamiento medio al Sur este y el set (3) con rumbo Norte este con inclinación al Norte oeste. El Sistema (4) es secundario con dirección rumbo Norte oeste.

- Veta Andalucía 120, las familias son: la familia (1) con dirección Este oeste e inclinación al Sur y el Sistema (2) con dirección Este oeste e inclinación al norte.
- Veta Andalucía 120 Techo las familias principales son: la familia (1) con dirección Norte sur e inclinación subvertical, familia (2) con dirección Este oeste también con inclinación al norte y la familia (3) con dirección aproximada de Este oeste con inclinación al Sur.

4.1.2. Aspectos estructurales

Los aspectos estructurales de las discontinuidades se desarrollan a través de la parte estadística de los datos registrados en el mapeo geomecánico de las excavaciones de avance y explotación. Las principales características de la estructura de las discontinuidades mayores y menores son:

- **Fallas:** Tienen el espaciamiento mayor a 3 m. con persistencia de decenas a centenas de metros; también presenta relleno de materiales de arcilla y panizo; las caras son rugosas. Ver Fotografía N°01:

Fotografía 1: Fallas



Fuente: Elaboración propia

- **Diaclasas:** La característica principal es: espaciamiento de 6 a 20 cm y menores a 6 cm. hay tramos donde se tiene espaciamientos de 20 a 60 cm,

la persistencia estimada es de 1 a 3 metros las paredes son rugosas y lisas, el relleno es de arcilla, panizo, pirita y cuarzo. Ver Fotografía N°02.

Fotografía 2: Diaclasas



Fuente: Elaboración propia

4.1.3. Clasificación del Macizo Rocoso

La clasificación geomecánica del macizo rocoso, determina a través de Bieniawski de 1989, considerando el RMR. Los resultados se presentan en la Tabla 4.

Tabla 4: Clasificación Geomecánica RMR '89

Tipo	RMR	Indice Q	Característica RMR
II	> 60	> 5.92	Buena
IIIA	51 - 60	2.18- 5.92	Regular A
IIIB	41 - 50	0.72 - 1.95	Regular B
IVA	31 - 40	0.24 - 0.64	Mala A
IVB	21-30	0.08-0.21	Mala B
V	<21	<0.08	Muy Mala

Fuente: Compañía Minera Chungar – VOLCAN (2022)

4.1.4. Propiedades Físico en Laboratorio

4.1.4.1. Resistencia de la matriz rocosa

Los parámetros del comportamiento mecánico del macizo rocoso, consiste en el esfuerzo uniaxial de la roca intacta (σ_c). Durante

el mapeo geomecánico, se determinaron los ensayos con golpes con el martillo de geólogo de acuerdo a las normas sugeridas por la ISRM y también en laboratorio, los resultados de certificación ver anexo 01. Ver Tabla N°05 y 06.

Tabla 5: Resultados de ensayos de Comprensión Uniaxial

Muestra	Litología	σ_c (MPa)
M1	Marga roja	24.2
M2	Mineral	98.4
M3	Marga gris	45.4

Fuente: Compañía Minera Chungar – VOLCAN (2019)

Tabla 6: Ensayos de Comprensión Triaxial

Muestra	Litología	σ_c (MPa)	“mi “	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción (°)
M2	Mineral	89.17	23.48	15.95	52.77
M3	Marga gris	38.40	13.33	9.11	42.55

Fuente: Compañía Minera Chungar – VOLCAN (2019)

4.1.4.2. Resistencia de las discontinuidades

Considerando la estabilidad de las discontinuidades, es conocer las características de resistencia de las discontinuidades. La resistencia se rige por los datos de fricción y cohesión de acuerdo al criterio de falla Mohr-Coulomb, ver anexo 01 y Tabla N°07.

Tabla 7: Resultados de los ensayos de corte directo en discontinuidades

Muestra	Litología	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción (°)
M1	Marga roja	0.085	27.75
M2	Mineral	0.114	28.67
M3	Marga gris	0.101	29.23

Fuente: Compañía Minera Chungar – VOLCAN (2019)

4.1.4.3. Resistencia del macizo rocoso

En el análisis de resistencia del macizo rocoso se hizo uso del criterio de falla de Hoek & Brown utilizando el programa ROCLAB de Rocscience. Donde se consideraron los valores representativos de calidad del macizo rocoso, también de la resistencia compresiva uniaxial la constante “mi” de la roca intacta.

En la Tabla 08 se identifican los parámetros de resistencia del macizo rocoso de la estructura mineralizada; son datos obtenidos en base al índice geológico GSI, la resistencia compresiva uniaxial, densidad de la matriz rocosa, constante de la matriz rocosa, módulo y relación de Poisson; en relación a las vetas Principal, Andalucía y Carmen.

Tabla 8: Parámetros de la resistencia de la masa rocosa.

Veta	Sector	GSI	σ_c (MPa)	γ (MN\m3)	mi	mb	smr	Emr MPa	ν
Principal	CT alejada	48	40	0.026	11	1.717	0.003096	1900	0.26
	CT. CP inmediata	24	15	0.026	11	0.539	0.000118	119	0.30
	CT. CP inmediata	35	20	0.026	11	0.834	0.000436	299	0.28
	Mineral	28	20	0.02S	20	1.149	0.0001 S9	447	0.27
	Mineral	36	40	0.02S	20	1.578	0.000491	1459	0.26
	CP alejada	77	20	0.026	11	0.S11	0.000300	236	0.30
	CP aleuda	54	50	0.026	11	2.128	0.006029	33S6	0.24
	Mineral	26	20	0.02S	20	1.061	0.000149	401	0.29

Andalucía 120	CT alejada	24	15	0.026	11	0.729	0.000215	148	0.30
	CT alejada	32	20	0.026	11	0.970	0.000523	325	0.28
	CT. CP inmediata	77	15	0.026	11	0.498	0.000093	108	0.30
	CT. CP inmediata	35	20	0.026	11	0.834	0000436	299	0.27
	CT. CP inmediata	42	30	0.026	11	1.101	0.001003	715	0.26
	Mineral	26	20	0.02S	20	1.061	0.000149	401	0.2S
	Mineral	35	40	0.02S	20	1.516	0.000436	1367	0.26
	CP alejada	34	20	0.026	11	1.042	0000653	371	0.28
	CP alejada	41	30	0.026	11	1.337	0.001422	897	0.26
Andalucía	CT alejada	36	20	0.026	11	1.119	0.000816	425	0.28
	CT alejada	43	30	0.026	11	1.436	0.001776	102S	0.26
	CT. CP inmediata	77	15	0.026	11	0.498	0000093	108	0.30
	CT. CP inmediata	34	20	0.026	11	0.802	0.0003S7	281	0.28
	Mineral	26	20	0.02S	20	1.061	0.000149	401	0.28
	Mineral	34	40	0.02S	20	1.457	0.0003S7	12S2	0.27
	CP alejada	23	15	0.026	11	0.703	0000193	140	0.30
	CP alejada	32	20	0.026	11	0.970	0.000523	325	0.28
Carmen	CT alejada	28	20	0.026	11	0.541	0.000336	251	0.29
	CT. CT alejada	36	25	0.026	11	1.119	0.000816	531	0.28

CT. CP inmediata	77	15	0.026	11	0.498	0.000093	IOS	0.30
CT, CP inmediata	34	25	0.026	11	0.802	0.0003 S 7	351	0.28

Fuente: Compañía Minera Chungar – VOLCAN (2022)

Donde:

GSI: Calidad de la masa rocosa

σ_c : Resistencia compresiva uniaxial del macizo rocoso.

γ : Densidad de la matriz rocosa

m_i : Constante de la matriz rocosa

m_b : Constante del macizo rocoso

m_r : Constante del macizo rocoso

E_m : Módulo de deformación del macizo rocoso

ν : Relación de Poisson.

4.1.4.4. Condiciones del agua subterráneas

También se ha identificado la presencia del agua dentro en el macizo rocoso; porque, influye de manera adversa sobre las condiciones de estabilidad de las labores subterráneas.

De acuerdo al “Estudio hidrogeológico de profundización Nivel 150”, desarrollado por Hidroandes Consultores S.A.C. se observa que:

- Siendo la masa rocosa del área de estudio como medio fracturado, la infiltración y movimiento de agua subterránea en el subsuelo está controlado por anomalías estructurales.
- Las estructuras y cuerpos mineralizados con rumbo Este oeste, forman un medio de conexión hidráulica hacia las excavaciones subterráneas profunda denominados “reservas permanentes”.

- Se tienen filtraciones y goteras en las paredes y techos de las excavaciones subterráneas con caudales entre 0.1 l/s hasta 67 l/s, encontrados en las margas grises y filtraciones en vetas.
- Al tener el macizo rocoso de mala calidad (IVA y IVB) en las cajas piso y techo, la presencia de agua perjudica a la calidad de la masa rocosa, más aún cuando se trata de terrenos de muy mala calidad (V).

4.1.4.5. Esfuerzos in-situ

En este estudio geomecánico, se ha determinado los esfuerzos in-situ considerando los siguientes criterios:

- Considerando la carga litostática de Hoek y Brown, de acuerdo al criterio de Sheorey.
- Documentación del Mapa Mundial de Esfuerzos.

Para la aplicación de la carga litostática, se ha calculado el encampane de las diferentes vetas en estudio y la constante "k", estos datos se obtuvieron la profundidad promedio de las vetas, así como el cálculo de la constante $k = \sigma_H / \sigma_V$, que está en relación de Poisson (ν): $\sigma_H / \sigma_V = \nu / 1 - \nu$. Los resultados se puede apreciar en la Tabla 09:

Tabla 9: Magnitud de los esfuerzos in-situ

Veta	Profundidad media (m)	Constante "k"	Esfuerzo Vertical (MPa)	Esfuerzo Horizontal (MPa)
Principal	620	0.43	16.7	7.2
Karina I	550	0.4	14.8	6.6
Ramal Piso 03 Principal	630	0.43	17	7.3
Andalucía 120	580	0.44	15.6	6.9
Andalucía 120 Techo	510	0.46	13.7	6.3
Carmen	570	0.44	14.8	6.6
Gisela	540	0.45	14	6.3
Split María Rosa	570	0.44	15.3	6.8

Fuente: Compañía Minera Chungar – VOLCAN (2022)

4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

MODELAMIENTO Y DIMENSIONAMIENTO DE TAJEO APLICADO AL MÉTODO DE VETA ANDALUCÍA 120

La representación del modelo es a través de un bosquejo en conjunto real cuya precisión debe ser idéntico a la parte original en la forma más completa. Los modelos son importantes y útiles para la descripción, explicación y un mejor entendimiento de la realidad, especialmente, cuando no se puede hacer un diseño directo de la realidad.

El estudio de la modelación representa una actividad técnica, y muchas veces se presenta de manera sencilla o también puede ser compleja, esto se da de acuerdo al tipo de problema que se está analizando, puede ser una representación física; que no requiere ser memorizado y está apta para su réplica. Es una forma práctica y fácil de poder transferir este modelo a través del tiempo y del espacio las ideas y conceptos.

Modelo geomecánico

La ejecución del modelo geomecánico es importante considerando en el proceso de diseño de las excavaciones subterránea; porque, se tiene un conjunto de conceptos sobre las consideraciones geomecánicas, que utiliza en la descripción del entorno físico de la masa rocosa y/o masa mineralizada donde se realiza el diseño de una labor subterránea.

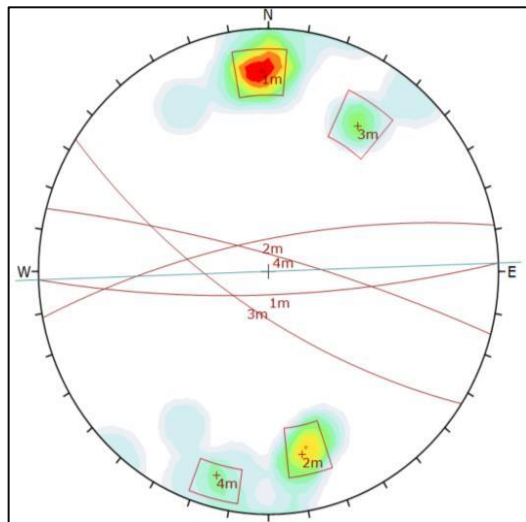
Modelo numérico

Los modelos numéricos utilizados en la industria minera, están relacionados con los métodos analíticos de análisis para tomar decisiones en el momento de ejecutar los diseños en la minería, especialmente en el dimensionamiento de obras subterráneas como son: los accesos a la mina, pilares para evitar las inestabilidades, tajeos de producción, etc. El profesional en ingeniería de minas tomará las decisiones adecuadas para aplicar la teoría y conceptos relacionados en casos al modelamiento.

4.2.1. Análisis Estereográfico de Discontinuidades

En el análisis estereográfico de las discontinuidades se considera el software Dips, se realiza la toma de datos en la Veta Andalucía 120; sistema de fallas de rumbo $N87^{\circ}E$ y buzamiento $72^{\circ}-79^{\circ}N$, paralelo al rumbo de la veta Andalucía 120Techo. Los resultados se muestran a continuación: Ver Figura N°11 y figura N°12.

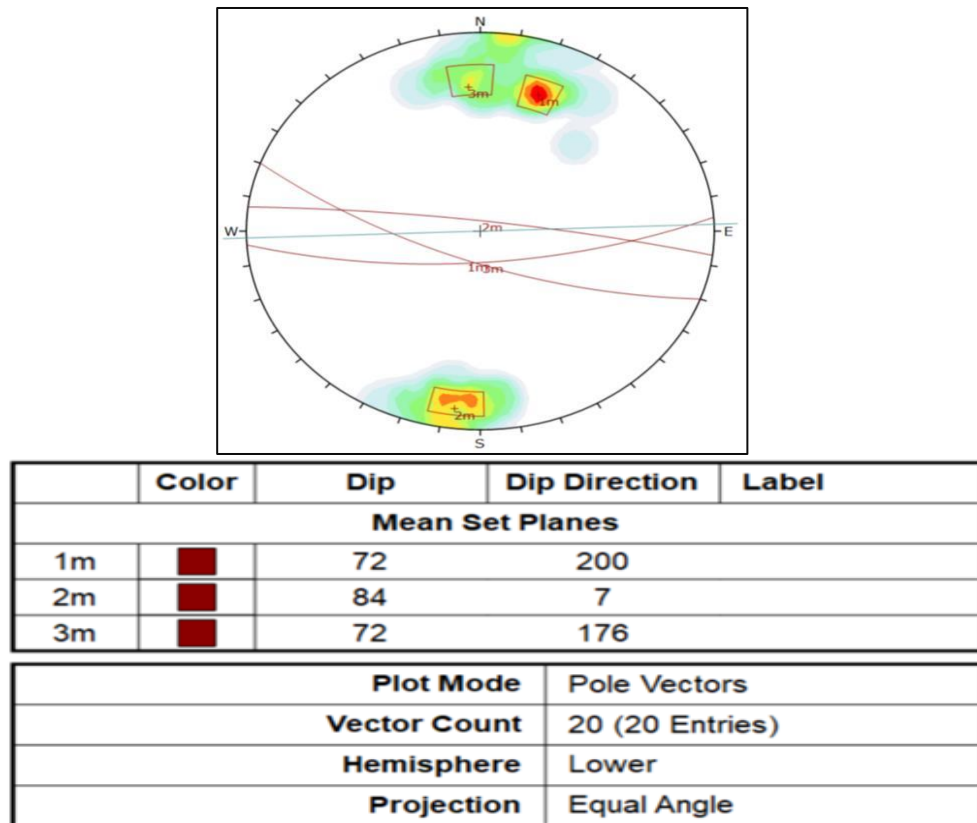
Figura 11: Veta Andalucía 120 Techo Nv. 4025 – caja techo



	Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes				
1m		79	178	
2m		75	349	
3m		71	213	
4m		82	15	
Plot Mode			Pole Vectors	
Vector Count			17 (17 Entries)	
Hemisphere			Lower	
Projection			Equal Angle	

Fuente: Elaboración Propia.

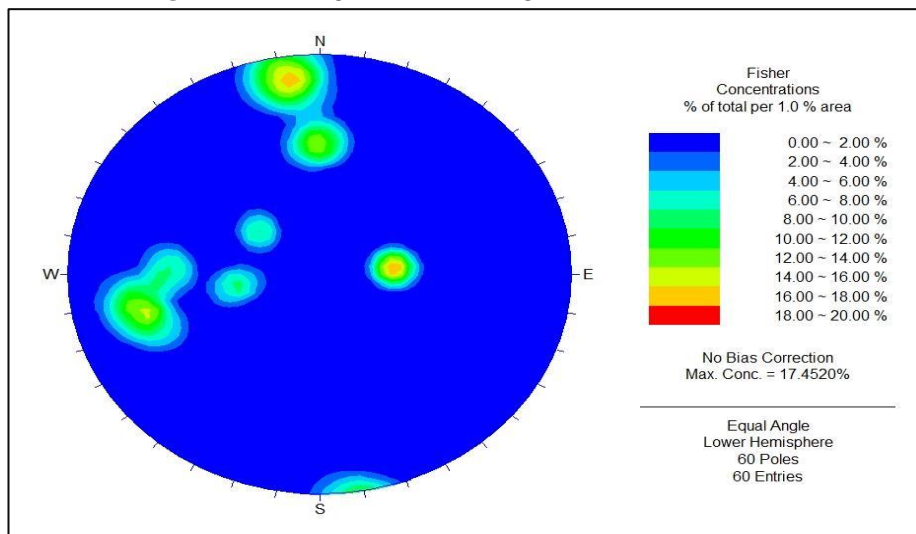
Figura 12: Veta Andalucía 120 Techo Nv. 4025 – caja techo



Fuente: Elaboración Propia

Los polos considerados en la Figura 13, se interpolan para generar los contornos isovalóricos de densidad de polos, y poder observar el número de familias. Ver el estereograma de la Figura 18.

Figura 13: Diagrama estereográfico de isovalores



Fuente: Elaboración Propia

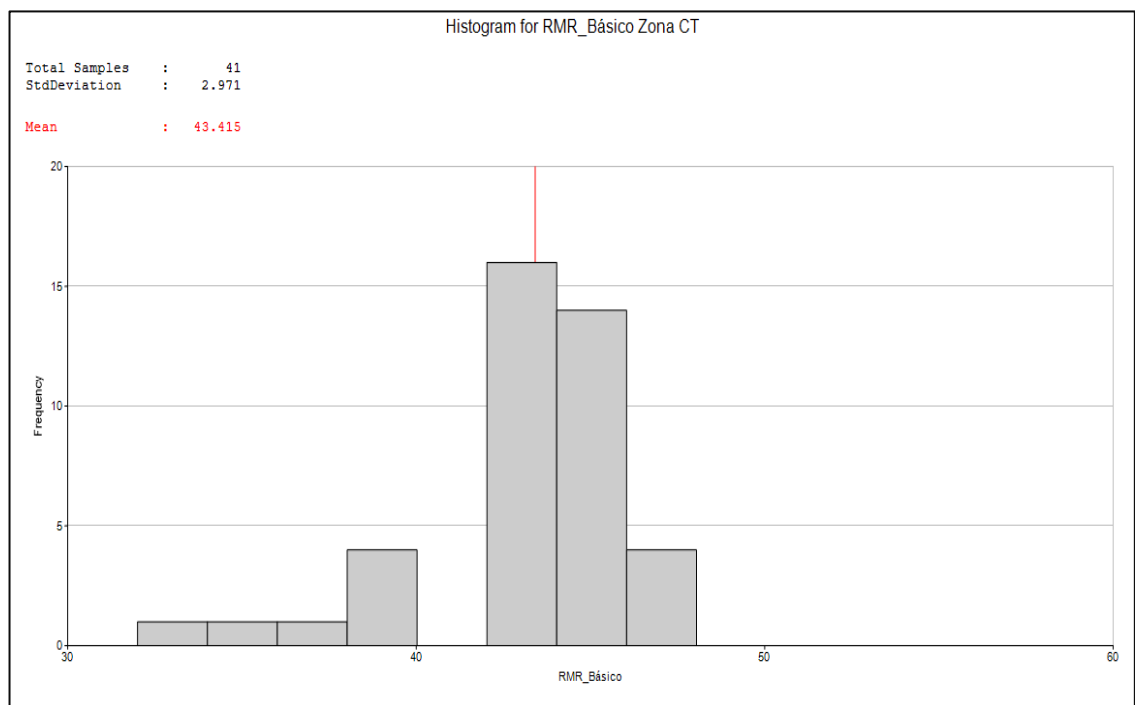
Histogramas de RMR – Básico de las Cajas

En base a los Histogramas se observan similar calidad de roca para ambas cajas de la veta Andalucía 120 Techo del Nv_4025. Este es el RMR89_Básico sin considerar el “ajuste por orientación”. Esta información está en base a 43 celdas de mapeo para cada caja. Ver Figura N° 14.

$$\text{RMR} = 9 \ln Q' + 44 \text{ OR } Q' = e^{(\text{RMR} - 44)/9}$$

Aplicando la fórmula de correlación entre RMR y Q, las cajas tendrían un valor de Q promedio de 2.7.

Figura 14: Histograma de la veta Andalucía 120



Fuente: elaboración propia

CÁLCULO DEL DIMENSIONAMIENTO DEL TAJEO APLICADO AL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUB LEVEL STOPING DE LA VETA ANDALUCÍA 120

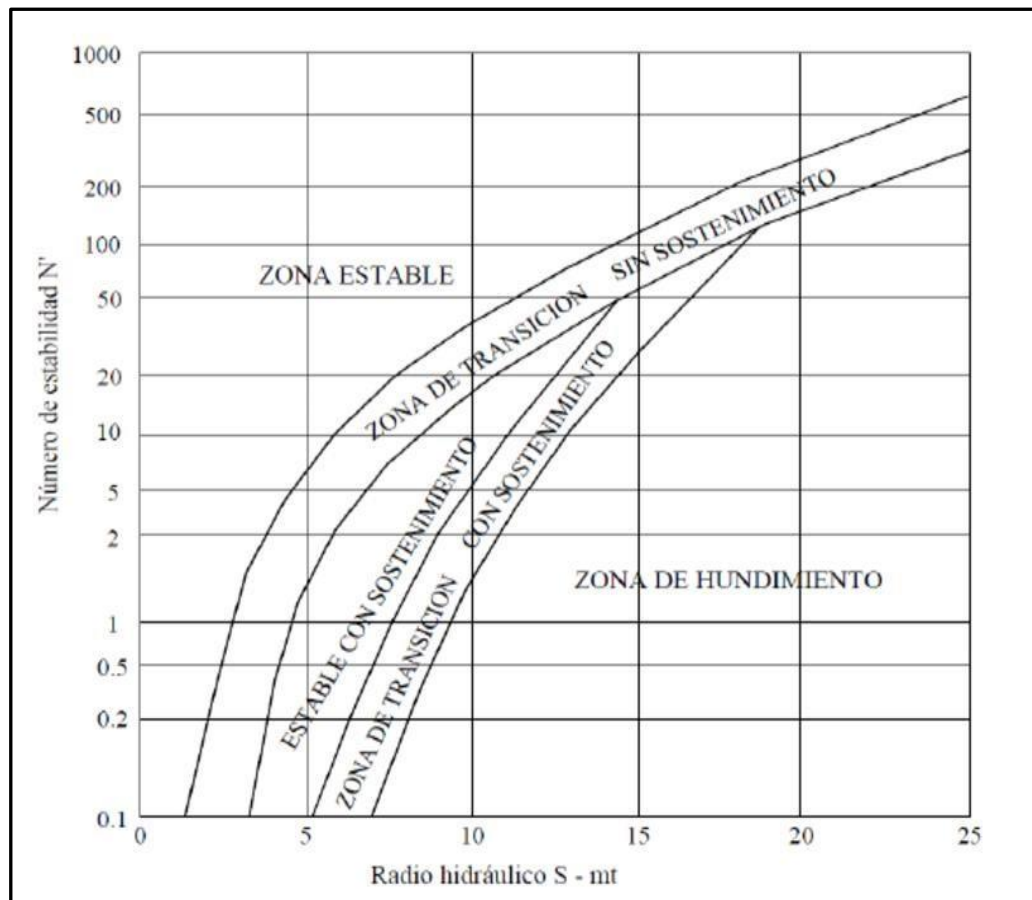
4.2.2. Método Gráfico de Estabilidad

Es un método empírico que se ha empleado a base de la experiencia en un conjunto de muchas minas subterráneas en el Canadá, (en este caso fue

considerado un promedio de 350 minas), donde se tomaron datos de los factores determinantes en cuanto al diseño de tajeos de producción, determinando en base de la estructura y la resistencia del macizo rocoso, esfuerzos de las labores subterráneas, tamaño, forma y orientación de la excavación. Mediante estos la utilización de los datos mencionados, se determina si los tajeos de producción de mineral serán estables con o sin sostenimiento.

El procedimiento de diseño, del método, se basa en el análisis de dos factores, N' que representa al número de estabilidad modificado que corresponde a la determinación de la masa rocosa de mantenerse estable con una condición de esfuerzo, y S que representa al radio hidráulico, para la toma en cuenta del tamaño. Ver Figura N° 15.

Figura 15: Gráfico de estabilidad según Povin (1988) y Nickson (1992)



Fuente: Departamento de geomecánica

4.2.2.1. Cálculo operacional de número de estabilidad (N')

Este número de estabilidad "N", considera la respuesta de la masa rocosa en permanencia estable bajo una condición de esfuerzo que se presenta en la abertura subterránea. En el cálculo del valor se hace uso de la ecuación (1), considerando calidad de la masa rocosa, determinado como el índice Q' de Barton modificado.

$$N' = Q' \times A \times B \times C \dots (1)$$

Considerando:

Q': Calidad de la masa rocosa "Q" (modificado).

A: Factor de esfuerzo en relación a los esfuerzos.

B: Factor de ajuste debido a la orientación.

C: Factor en relación a la carga de gravedad.

Determinación del índice de calidad modificado Q'

El índice Q' se aplica al gráfico de estabilidad y también se adapta al factor de reducción de esfuerzos SRF a 1.00. El valor de este índice Q' está en el rangos de 0.001 (excepcionalmente pobre) hasta 1000 (excepcionalmente bueno). Donde los valores promedios en las minas subterráneas se encuentran en el rango de 0.1 a 40.

$$Q' = RQD/Jn + Jr/Ja \dots (2)$$

Considerando:

RQD: Relacionado a la calidad de la roca.

Jn: Número de familias de discontinuidades.

Jr: Factor de rugosidad

Ja: Alteración de las discontinuidades.

En el cálculo índice del Q', se determinó la valoración que corresponde al tajeo de la veta Andalucía 120, en relación a la caja piso, caja techo y techo del tajeo, que corresponde los valores del RQD, Jn, Jr y Ja; estos datos se obtuvieron en función del índice Q de Barton,

donde intervienen los parámetros: RQD, grado de fracturación, grado de rugosidad y grado de alteración, se pueden apreciar en la siguiente tabla N°10.

Tabla 10: Valores del índice Q' tajeo Andalucía 120

Parámetro	Caja Piso	Caja Techo
RQD	30	30
Jn	9	15
Jr	1	1
Ja	3	3
Q'	1.11	0.83

Fuente: Departamento de Geomecánica

4.2.2.2. Cálculo del factor de esfuerzo de la roca A

Este factor, atribuye a los esfuerzos que actúan en las caras expuestas de un tajeo abierto. El factor se calcula, considerando la resistencia compresiva no confinada de la matriz rocosa llamado " σ_c " y el esfuerzo que actúa en forma paralela a la cara expuesta del tajeo.

El cálculo del factor de esfuerzo en la roca A, se relaciona a partir σ_c/σ_1 considerando el esfuerzo de la roca intacta obtenido en laboratorio al esfuerzo compresivo en el borde de la excavación subterránea.

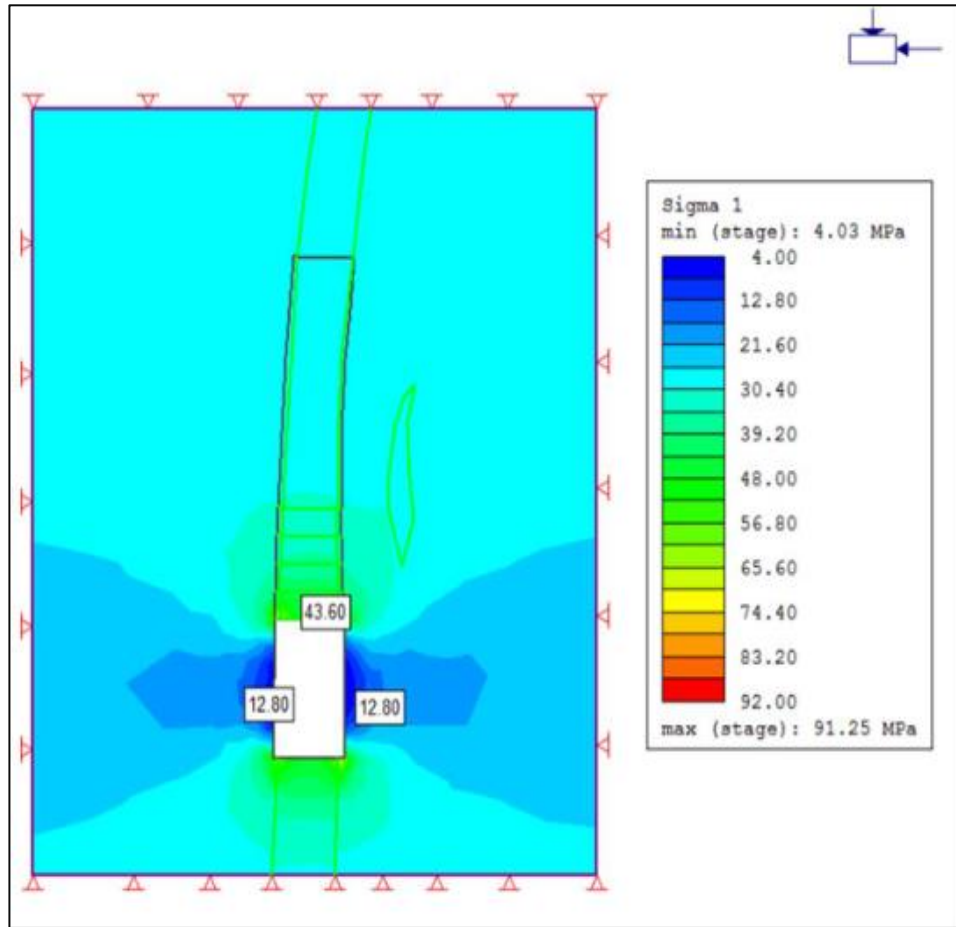
$$A = 0.1 \quad \sigma_c/\sigma_1 < 2$$

$$A = 0.1125 (\sigma_c/\sigma_1) - 0.125 \quad 2 > \sigma_c/\sigma_1 > 10$$

$$A = 1.0 \quad \sigma_c/\sigma_1 > 10$$

De acuerdo a la evaluación ejecutada con el programa Phase2.8 (Ver Figura N°16), se define que el esfuerzo principal sigma 1 en la cara es de 3.9 Mpa.. También Ver Tabla N° 11.

Figura 16: Estimación de esfuerzo mayor Sigma 01 en zona de transición



Fuente: Departamento de geomecánica

Factor A Para Caja Techo: $40/3.9 = 10.25$

Factor A Para Caja Piso: $40/3.9 = 10.25$

Tabla 11: Calculo del Factor A

Factor de Esfuerzo A		
Caja Piso	Caja Techo	Estructura
1	1	0

Fuente: Departamento de geomecánica

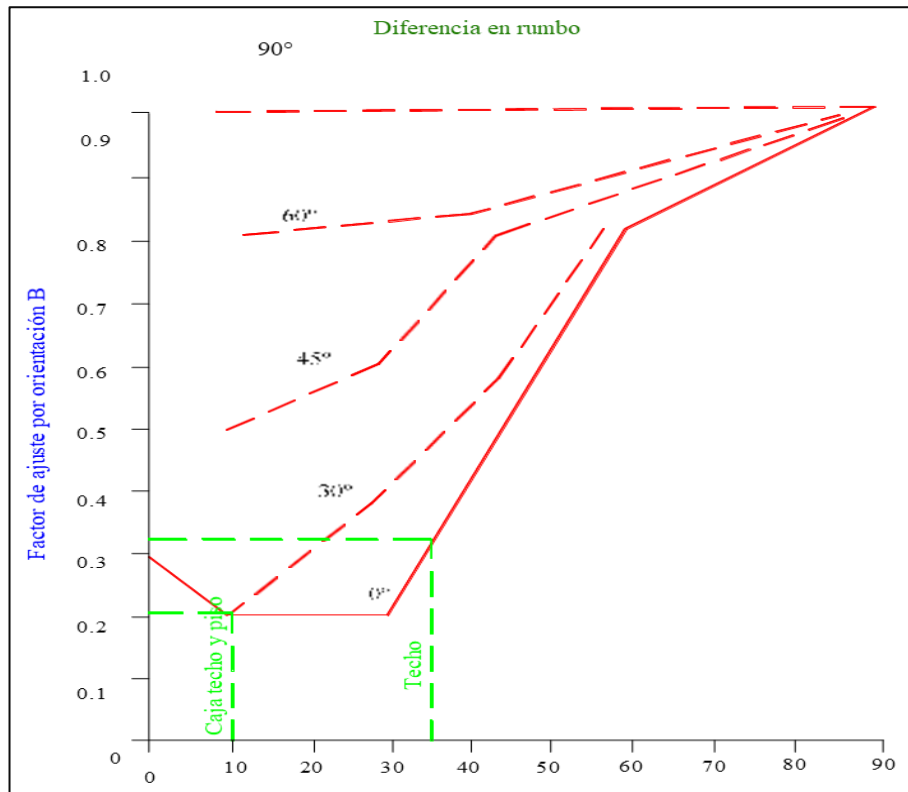
4.2.2.3. Factor de ajuste por orientación de Juntas B

Este factor de ajuste por orientación, se relaciona a la influencia de las discontinuidades críticas sobre la estabilidad de la superficie de excavación, se considera mayor cuando la dirección es paralelo a la superficie libre y es menor cuando los planos presentan cierta perpendicularidad.

En el techo de la veta se observa la familia de discontinuidades, cuya menor diferencia en dirección y en buzamiento respecto a la orientación del techo, se considera los siguiente:

Diferencia en dirección = 5° , diferencia en buzamiento = 35° .
Estos valores lo graficamos en el siguiente diagrama y nos da un valor para B de 0.20. Ver figura N°17 y Tabla N°12.

Figura 17: Determinación de Esfuerzos Factor B.



Fuente: Departamento de geomecánica

El procedimiento es el mismo para la caja techo, teniendo en cuenta, que la primera familia es el que presenta menor diferencia en dirección y en buzamiento con respecto a esta caja.

Dirección y buzamiento de la caja techo: N65°E/75°NW

Dirección y buzamiento del set crítico: N35°E/65°NW.

Diferencia en rumbo = 30°, diferencia en buzamiento = 10°. De igual modo graficamos estos valores en el diagrama anterior y nos da un valor para B de 0.20.

Tabla 12: Factor de Orientación B

Factor de Ajuste por Orientación B		
Caja Piso	Caja Techo	Estructura
0.25	0.20	0.5

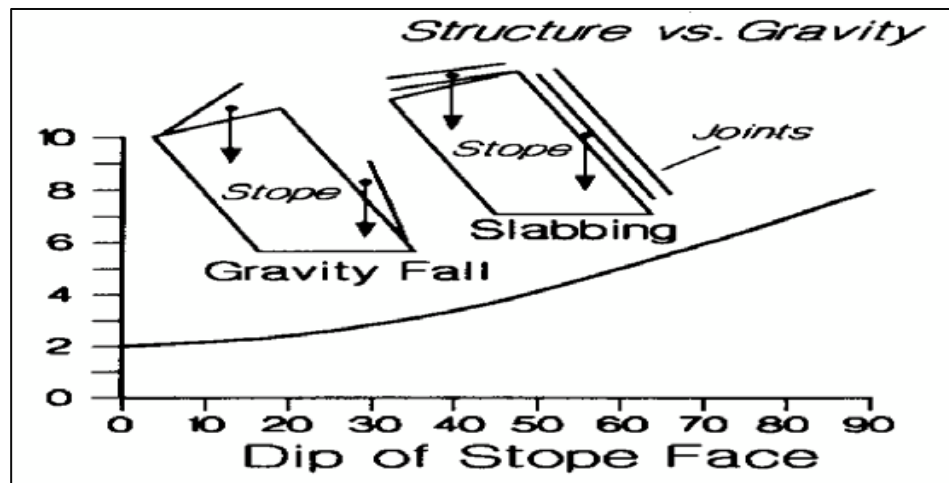
Fuente: Departamento de geomecánica

4.2.2.4. Determinación del factor gravitacional C

Este factor C se relaciona por el efecto de la gravedad. La rotura en el macizo rocoso ocurre desde el techo, a consecuencia inducidas por el factor gravitacional, formando lajamientos y/o deslizamientos.

Potvin (1988), determinó que tanto las roturas inducidas por el factor gravitacional como las de lajamiento, dependen del buzamiento de la superficie del tajeo ϕ . Ver Figura N°18.

Figura 18: Factor de ajuste por deslizamiento o gravitacional C

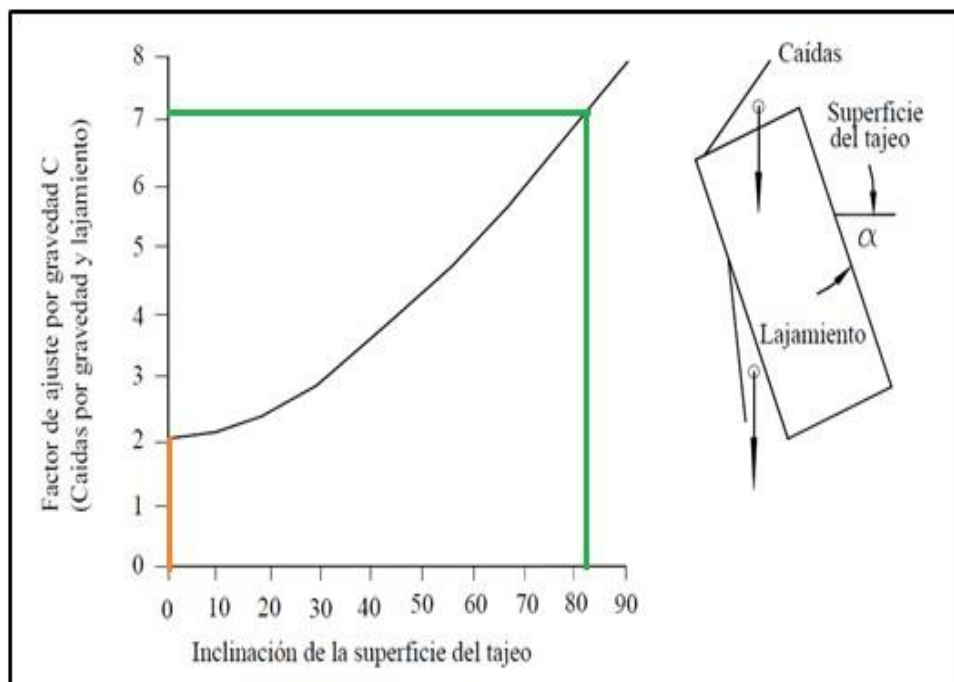


Fuente: Departamento de geomecánica

Para el caso del techo el valor del ángulo es 0° , en consecuencia, $C = 2$. Para el techo.

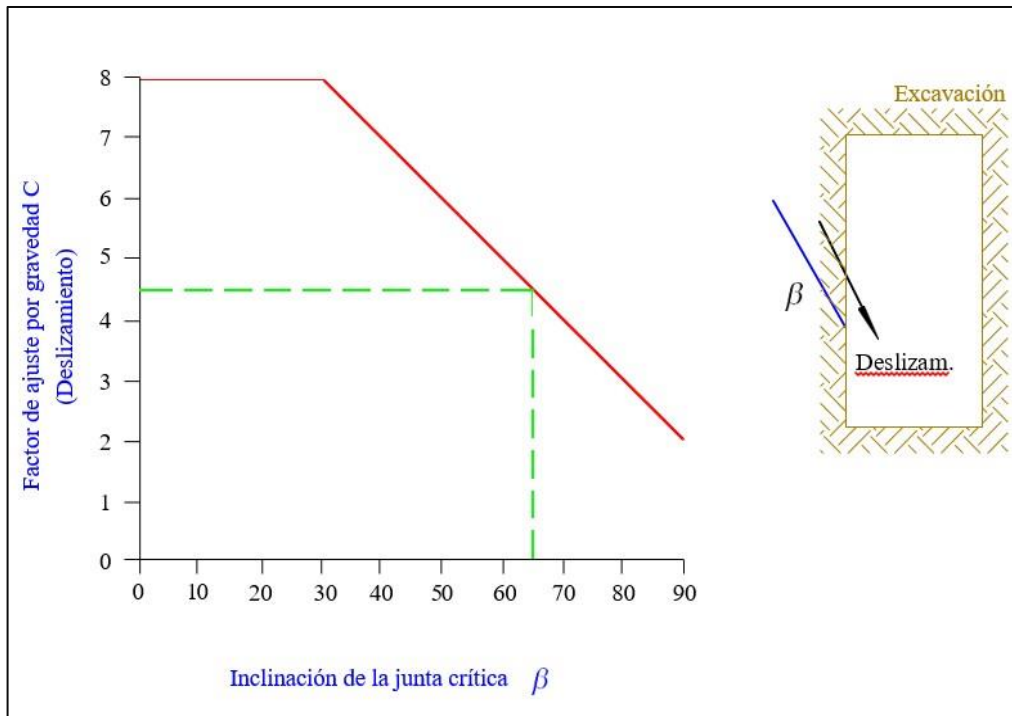
En el caso de la determinación de la caja piso y techo, el modo de rotura sería por deslizamiento; porque, La inclinación de las diaclasas en este caso es 65° , de allí el valor de C resultante es 4.5. Ver Figura N°19 y Figura N°20, también la Tabla N°13.

Figura 19: Factor de ajuste por deslizamiento o gravitacional C



Fuente: Departamento de geomecánica

Figura 20: Factor de ajuste por deslizamiento o gravitacional C



Fuente: Departamento de geomecánica

Tabla 13: Factor de Orientación C

Factor de Ajuste por Orientación C		
Caja Piso	Caja Techo	Estructura
7.3	7.3	2

Fuente: Oficina de geomecánica

4.2.2.5. Cálculo del Valor N'

De acuerdo a lo mencionado, de diseño en el Marco Teórico de este trabajo y utilizando los datos desarrollados previamente, se calculó el número de estabilidad N' para el techo, caja piso y la caja techo. Estos datos se obtuvieron a partir del Número de estabilidad (N' = Q'.A.B.C). Ver Tabla N° N°14.

Tabla 14: Cálculo del Número de estabilidad N'

Cálculo del Número N'					
Descripción	Q'	A	B	C	N'
Caja Piso	1.11	1	0.25	7.3	2.02
Caja Techo	0.83	1	0.20	7.3	1.21
Techo	1.021	0.10	0.50	2.0	0.102

Fuente: Oficina de geomecánica

4.2.2.6. Cálculo del radio hidráulico

Calculado el número de estabilidad N', se emplea el gráfico de estabilidad que se muestra en la siguiente figura. A partir del cual se determinaron los valores del radio hidráulico para el techo y las cajas encajonantes. Luego se muestra gráficamente el cálculo del radio hidráulico de acuerdo al área correspondiente, tanto para el techo del tajeo, la caja techo y la caja piso; también, el cálculo de longitudes que corresponde a los tajeos para cada radio hidráulico determinado. Se hace el ingreso del valor del número de estabilidad hallado, y realizando las operaciones se llega a obtener los respectivos radios hidráulicos hallado.

En el cálculo de este valor se hace uso de la siguiente ecuación (3). Ver figura 26.

$$RH = (W \times H) / (2W+2H)... (3)$$

Dónde:

RH = Relleno hidráulico

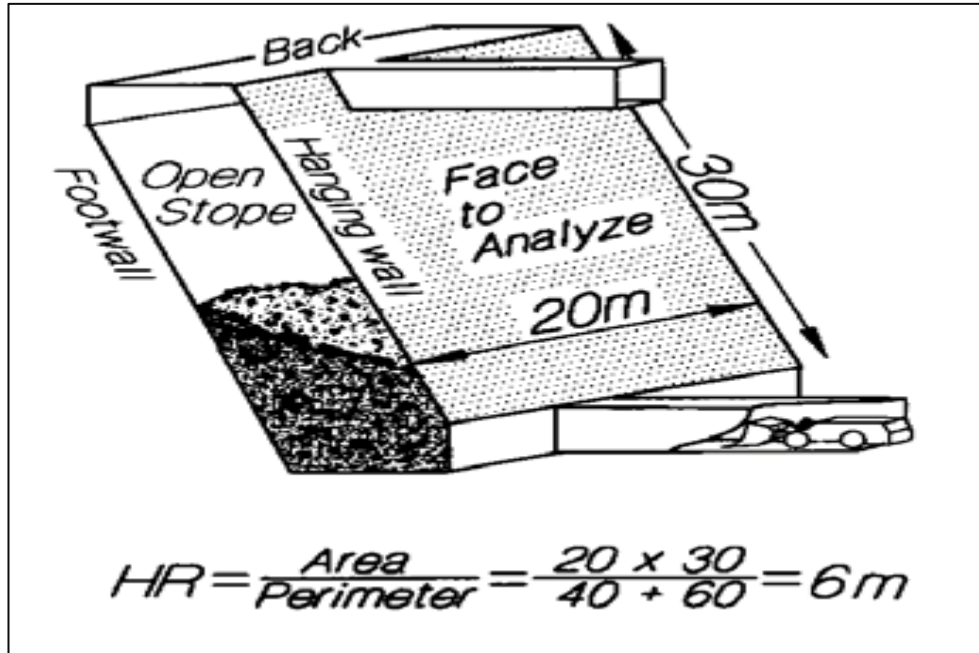
W: Longitud del tajeo. en el rumbo de la estructura.

H: Altura del tajeo (en este caso referido a los bancos).

Con un valor bajo de radio hidráulico se puede oponer un débil factor de estabilidad de roca y así permanece en la zona de estabilidad.

también, cuando más pequeña sea la abertura creada, más estable será esta. Ver Figura N 21.

Figura 21: Factor radio hidráulico



Fuente: Cable bolting in underground mines.

Para realizar este cálculo de estabilidad gráfica de dimensionamiento de tajeo, se realiza a través de datos geológicos estructurales y geomecánicos en el campo, para la determinación de los parámetros geomecánicos requeridos y realizar los cálculos requeridos. Estos datos, se obtuvieron en función del gráfico de estabilidad. Ver tabla N°15.

Tabla 15: Determinación del radio hidráulico.

Radio Hidráulico		
Caja Piso	Caja Techo	Estructura
3.5	3.5	1.8

4.2.2.7. Cálculo de dimensiones del tajo en función del radio hidráulico

Caja piso

Considerando realizar el minado de taladros largos variante Bench And Fill, con una altura de 16.5 m. de altura se procede a determinar la longitud (span), hacia la caja piso.

$$RH = \text{Área} / \text{Perímetro}$$

$$RH = 16.5 \times L / (33 + 2L) = 3.5$$

$$\text{Longitud} = 12 \text{ m.}$$

Caja techo

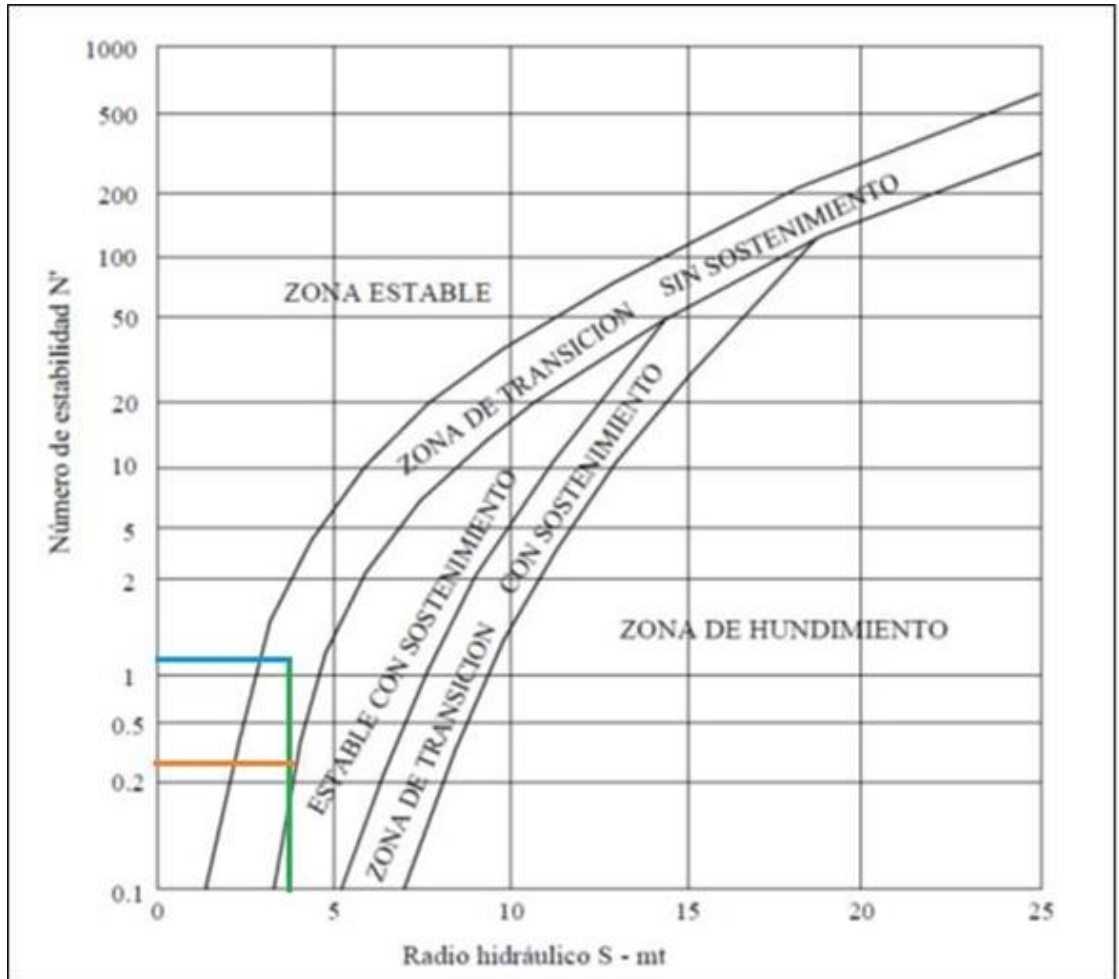
Considerando realizar el minado de taladros largos variante Bench And Fill, con una altura de 16.5 m. de altura se procede a determinar la longitud (span), hacia la caja techo.

$$RH = 16.5 \times L / (33 + 2L) = 3.5$$

$$\text{Longitud} = 12 \text{ m. Por tanto, se elige la longitud de 12 metros. Ver}$$

la Figura N° 22.

Figura 22: Dimensionamiento de la Veta Andalucía 120 – Longitud 12 metros.



Fuente: *Elaboración Propia.*

4.2.3. Descripción Método Taladros Largos

El método de explotación para Animon es el tajeo por subniveles ascendentes con Taladros Largos, en su variante “Bench and Fill”.

El diseño del método contempla la ejecución de accesos de 3.5mx4.0 m desde rampas operativas. Para definir los bancos de 8.5m (altura de 16.5m.) se desprenden subniveles base, intermedio y superior, formando de esta manera 2 bancos y 3 subniveles.

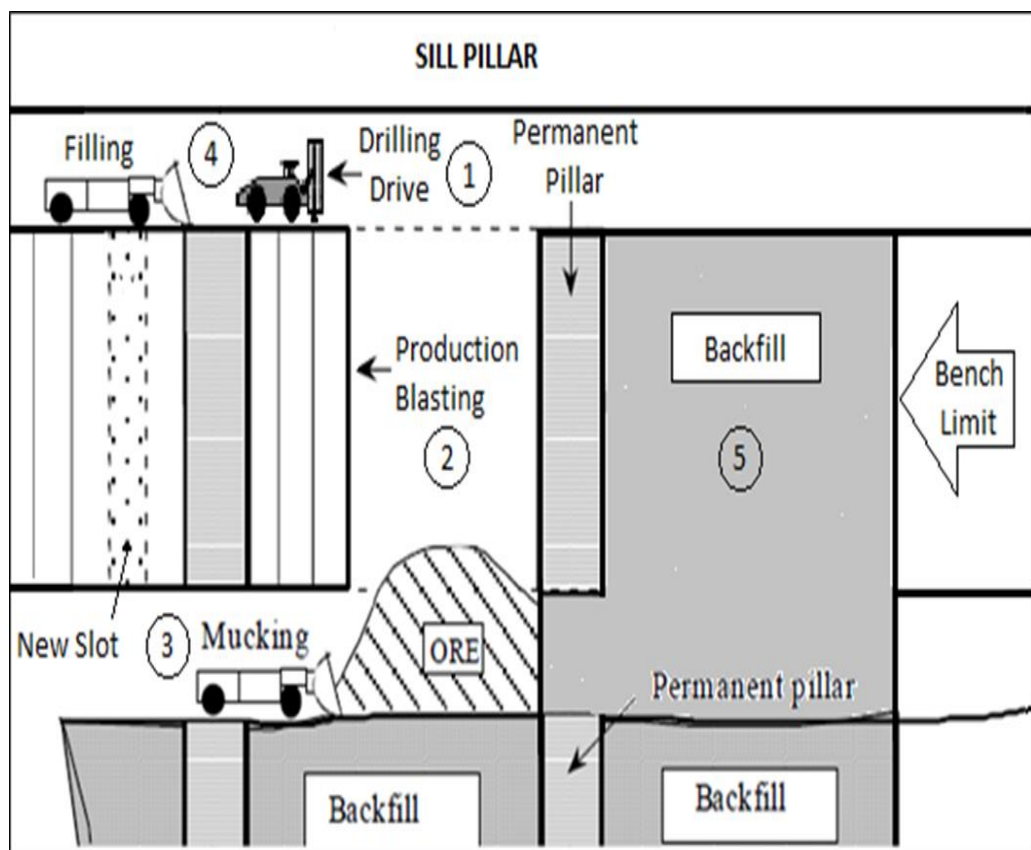
La perforación de los bancos se realiza en forma negativa y paralela a partir de los subniveles de perforación (superior). El mineral es disparado en

retirada desde la cara libre (slots) hacia el acceso, dejando pilares intermedios para mejorar las condiciones de estabilidad.

La carga disparada cae por gravedad al subnivel inferior para realizar la limpieza con scoop diesel de 6 yd³ a control remoto, el cual es operado desde los refugios del subnivel base.

Luego de disparar todas las filas hasta llegar a la máxima abertura se procede con el relleno detrítico del tajo. Ver Figura N°23.

Figura 23: Descripción del método de explotación



Fuente: Elaboración propia.

4.2.3.1. Condiciones y Características para la aplicación del método en la mina Animón

El método de taladros largos se aplica en estructuras de geometría vertical o semi vertical, con un buzamiento mayor a 60°, donde la calidad de roca es Regular a mala. El ancho mínimo de minado es 1.20

m. con estas condiciones este método de explotación se aplica a la veta Andalucía 120. Ver Tabla N°16, Características Tabla N°17.

Tabla 16: Condiciones de Aplicación del método.

Condiciones ⁽¹⁾	Tipo
Tipo de estructura	Veta
Calidad de la mineralización	Regular B (RMR 41-50) a Mala A (RMR 30-40)
Calidad de Roca encajonante	Regular B (RMR 41-50) a Mala A(RMR 30-40)
Buzamiento	> 60°
Ancho mínimo de minado	1.20 m

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 17: Condiciones de Aplicación del método.

Características	Índice
Ratio de preparación	63 t/m
Productividad Limpieza	75 t/hr
Rendimiento Hombre Guardia	19.9 t/HG
Relleno	Detrítico
Recuperación del método ⁽²⁾	84 %
Recuperación Operativa	95 %

Fuente: Elaboración propia.

4.2.3.2. Parámetros de Minado – Diseño detallado

Esquema de minado – Vista Perfil TL. Ver Tabla N°18.

Tabla 18: Condiciones de Aplicación del método.

Diseño de Mina	Sección	Longitud
Rampa Operativo	4.0x4.5	262 m
Acceso	3.5x4.0	50 m
Altura de banco (vertical)		8.5 m
Longitud de banco		10,12 m (IVB-IVA) 15m (IIIB)
Altura de block (vertical)		29.0 m
Puente de Seguridad		5.0 m

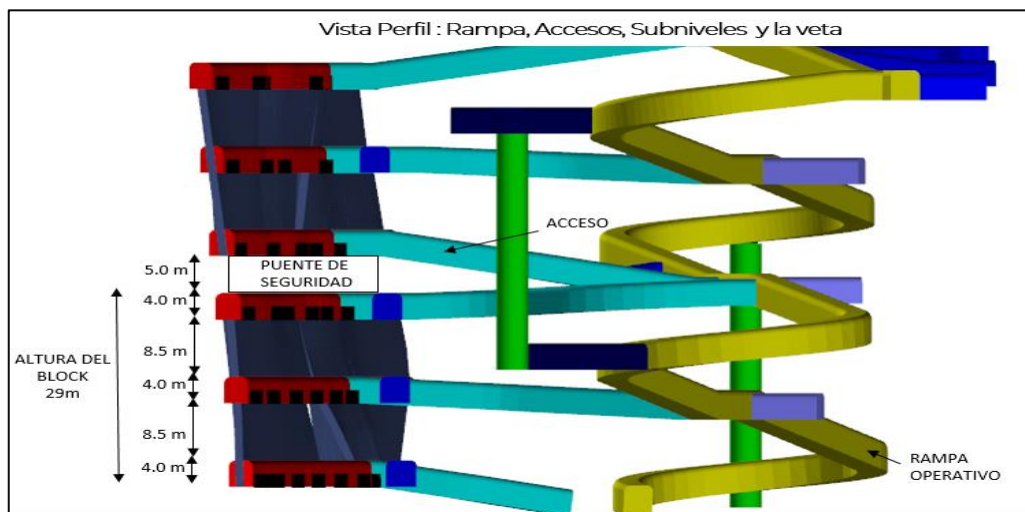
Fuente: Elaboración propia.

Vista Perfil: Rampa, Accesos, Subniveles y la veta

De la Unidad Minera Animón, hacia la explotación de las vetas.

Ver Figura 24.

Figura 24: Condiciones de Aplicación del método.



Fuente: Elaboración propia.

4.2.3.3. Esquema de minado – Vista Planta TL

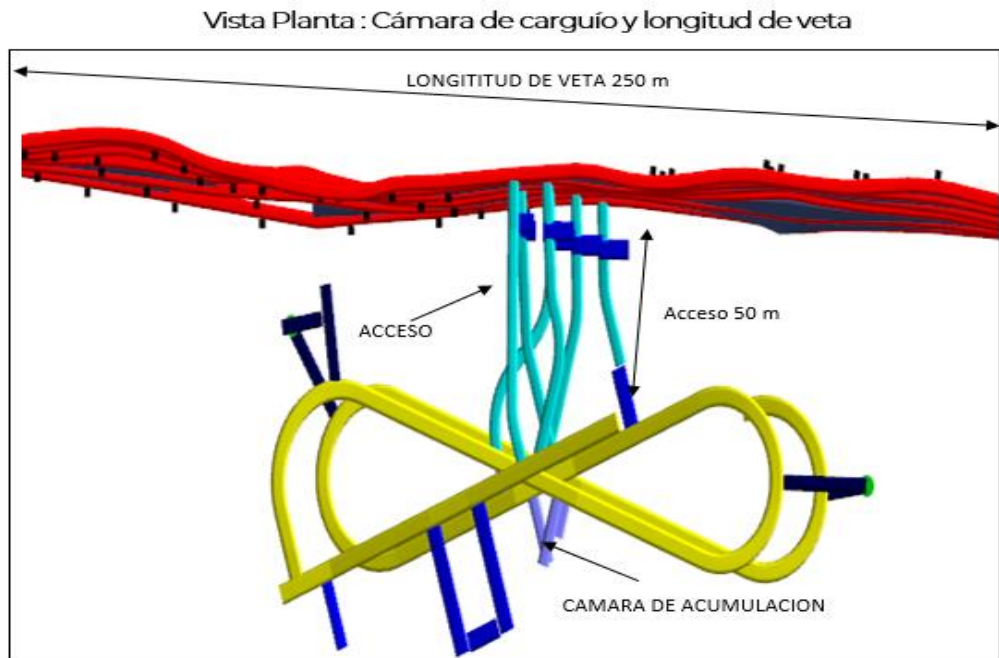
Datos obtenidos de la mina. Ver tabla N°19 y figura N°25.

Tabla 19: Características de esquema de minado en vista planta.

Diseño de Mina	Sección	Longitud
Longitud de veta		250 m
Subnivel	3.5x4.0	250 m
Distancia a CA de carguío		150 m
By Pass		N.A

Fuente: Elaboración propia.

Figura 25: Cámara de carguío y longitud de la veta.



Fuente: Elaboración propia.

4.2.3.4. Esquema de minado – Vista Longitudinal

Datos establecidos para la explotación del mineral.

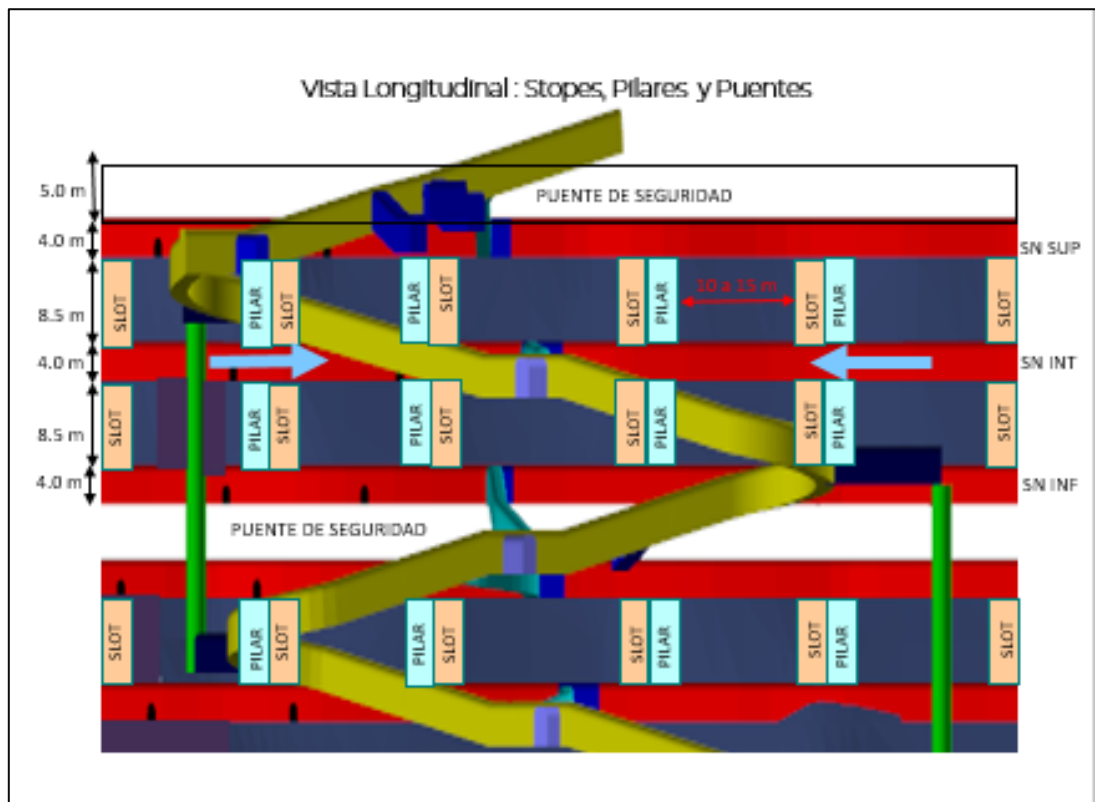
Ver Tabla N°20 y figuras N°26 y N°27.

Tabla 20: Características de esquema de minado en vista longitudinal.

Diseño de Mina	Sección	Longitud
Longitud de tajo	8.5xAM	250 m
Pilar		1.5 m
Slots	1.5x1.5	8.5 m
LMA (Longitud Max. abertura)		15 m
RB (Echadero/Ventilación)	Ø 2.4 m	42 m

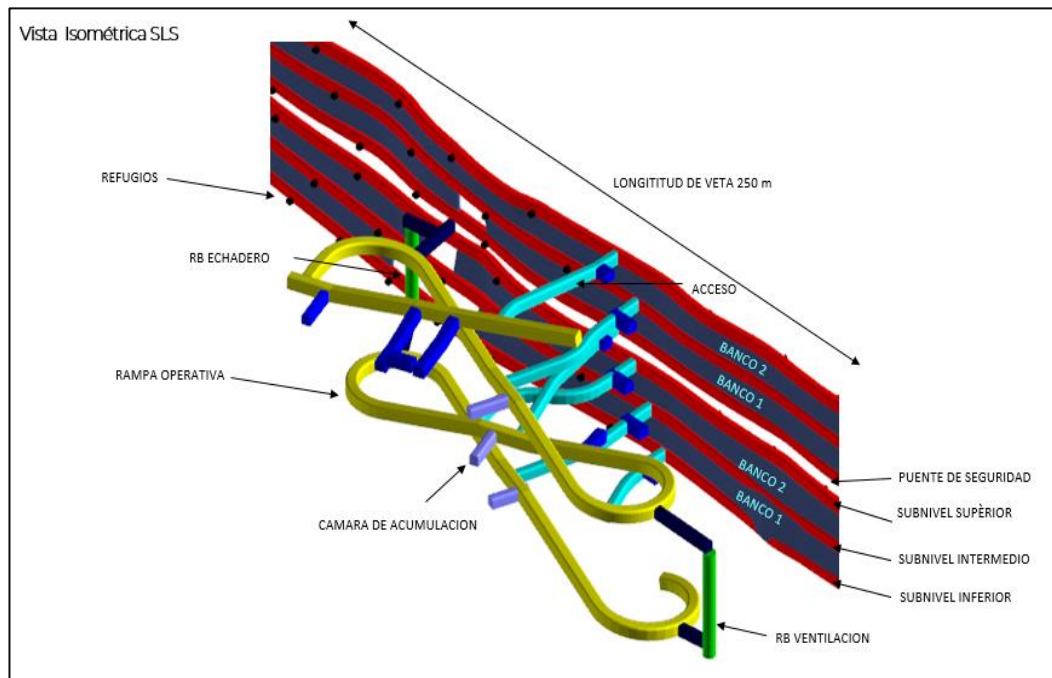
Fuente: Elaboración propia.

Figura 26: Vista longitudinal en tajeo con puentes y pilares.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 27: Vista longitudinal en tajeo con puentes y pilares.



Fuente: Elaboración propia.

4.3. Prueba de hipótesis

Si se diagnostica el modelamiento geomecánico entonces se diseñará las dimensiones del tajeo aplicado al método de explotación Sub Level Stopping mediante el método de estabilidad gráfica en la Unidad Minera Animón Compañía Minera Chungar S.A.C.

Para la determinación de esta prueba de hipótesis, se tuvo realizar en primer lugar la caracterización geomecánica de la masa mineralizada de la veta Andalucía 120 nivel 4050, considerando el mapeo geomecánico, donde se obtuvo con RMR de 32-35 cuya roca encajante está determinada por la roca del tipo marga gris de mala calidad, con relleno suave de alteración moderada argílica con fracturamiento paralelo al avance; asimismo, se determinó a través del índice geomecánico GSI cuyos valores encontrados son: intensamente fracturado regular, intensamente fracturado pobre y muy fracturado pobre. Para el desarrollo del modelamiento geomecánico se llevó a cabo a través del software Dips, donde se halló cuatro familias de discontinuidades en la caja

techo y otro grupo de tres sets de discontinuidades relacionados a la caja piso; el otro modelamiento fué considerando el software Phase Vs 08, para este cálculo se tuvo que incluir en el programa un conjunto de datos relacionados a la profundidad, esfuerzos, etc. donde se calculó de 3.6 para el techo del tajeo, 3.5 para la caja piso y techo.

En el cálculo del al dimensionamiento del tajeo, se llegó a determinar mediante el del método gráfico de estabilidad de Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992), siguiendo los trabajos iniciados por Mathews (1981); se indica que el método de explotación es el sub level stoping, conocido también como taladros largos en el caso de la mina Animón consideramos la variante bench and fill, se calculó una longitud de 12 metros en el tajeo, considerando una altura vertical de 16.5 metros, una veta que tiene 1.20 metros de potencia, cuya calidad de la masa mineralizada está dada de regular B (RMR: 41-50) A mala A (RMR-40); actualmente se está trabajando con la longitud calculada, que está dando resultados óptimos y seguridad: ratio de preparación de 63t/m, productividad de la limpieza de 75 t/hr, rendimiento de hombre guardia de 19.9.

4.3.1. Hipótesis Específico 1

Si se diagnostica el modelamiento de la masa rocosa entonces se determinará la calidad del macizo que se presenta en la Unidad Minera Animón Compañía Minera Chungar S.A.C.

Para la determinación del modelamiento, fue necesario llevar a cabo en primer lugar la evaluación geomecánica, a través del mapeo geomecánico, este trabajo se realizó considerando el mapeo por celdas, donde se obtuvieron los parámetros para el cálculo del RMR: resistencia de la roca intacta con σ_c (MPa) de la marga roca igual a 24.2, marga gris igual a 45.4; cohesión de 9.11 y el ángulo de fricción de 42.22, en cuanto al agua subterránea Se determinaron filtraciones y goteras en las paredes y techos de las labores subterráneas con caudales entre 0.1 l/s hasta 67 l/s, localizadas en las margas grises y filtraciones

en vetas; llegando a determinar el RMR de 32-35 en la roca encajonante con la orca marga gris de mala calidad, relleno suave y alteración argílica.

Para el modelamiento geomecánico se trabajaron a través del software Dips del grupo ROCsCience determinando cuatro familias de discontinuidades de diferentes direcciones y buzamientos en la caja techo y otro grupo de tres grupos de discontinuidades de direcciones y buzamientos diferentes referidos a la caja piso; también, en base a los Histogramas se observan similar calidad de roca para ambas cajas de la veta Andalucía 120 Techo del Nv_4025. Este es el RMR89_ Básico sin considerar el “ajuste por orientación”. Esta información está en base a 43 celdas de mapeo para cada caja; Aplicando la fórmula de correlación entre RMR y Q, las cajas tendrían un valor de Q promedio de 1.11 para la caja piso y 0.83 para la caja techo; Asimismo, el factor de esfuerzo en la roca A, representa a los esfuerzos que están actuando sobre las caras libres del tajeo abierto en profundidad; se ha llegado a calcular en base al programa Phase, obteniéndose los valores de 3.6 para el techo de la veta y los valores de 3.50 tanto para la caja piso y techo respectivamente; finalmente se obtuvo el factor A para el techo y piso el valor de 1.0 y para el techo del tajeo de 0.10.

4.3.2. Hipótesis Específico 2

Si se realiza el diseño mediante el método de estabilidad gráfica entonces se hallará las dimensiones de un tajeo aplicado al método de explotación Sub Level Stopping en la Unidad Minera Animón Compañía Minera Chungar S.A.C.

Se procedió el dimensionamiento del tajeo en la veta Andalucía 120 Nivel 4050, aplicando el método grafico de estabilidad en el cálculo del número' $N'=Q'x A x B x C$. En la determinación del índice Q' modificado se obtuvo el valor de 1.11 en la caja piso, 083 en la caja techo. Asimismo, se calculó también los valores de los factores: A de 1.0 en la caja piso, 01.0 en la caja techo y 0.10 en el techo del tajeo; también, el factor B cuya caja piso y caja techo es de 0.25

y del techo del tajeo es de 0.20 y también los valores del factor C son: caja piso y caja techo son de 7.3 y del techo del tajeo de 2. Luego se calculó el valor de N' determinando la caja piso es de 2.02 caja techo de 1.21 y techo del tajeo de 0.102. Asimismo, se calculó los valores del radio hidráulico mediante la toma de datos geológicos estructurales y geomecánicos en el campo con el fin de determinar los parámetros geomecánicos requeridos, como son: el radio hidráulico de la caja piso de 3.5, la caja techo de 3.5 y del techo del tajeo de 1.8.

Con todos estos datos analizados líneas arriba; se logró calcular el dimensionamiento del tajeo en cuanto se refiere a la longitud de 12 metros, considerando una altura vertical de 16.5 metros, una veta que tiene 1.20 metros de potencia.

4.4. Discusión de resultados

En la ejecución del modelamiento geomecánico de un tajeo relacionado a una veta, en primer lugar se tuvo que realizar un mapeo geomecánico de la zona mineralizada y rocas encajonantes; evidenciando que presentan valores con RMR de 32-35 cuya roca encajante está determinada por la roca del tipo marga gris, con relleno suave de alteración moderada argílica con fracturamiento paralelo al avance, esto significa que se trata de una roca de mala calidad, motivo por el cual fue necesario llevar a cabo el modelamiento geomecánico a través de software DIPs en la determinación de cuatro familias de diaclasas con diferentes direcciones y buzamientos relacionadas a la veta Andalucía y también su histograma de RMR donde se observan similar calidad de roca para ambas cajas de la veta Andalucía 120 techo del Nv_4025. Este es el RMR89_ Básico sin considerar el "ajuste por orientación", esta información está en base a 43 celdas de mapeo para cada caja y Aplicando la fórmula de correlación $RMR=9\ln Q'+44ORQ'=e^{(RMR44)/9}$ entre RMR y Q, las cajas tendrían un valor de Q' de 1.11 para la caja piso y 0.83 para la caja techo, que también nos demuestra una roca de baja calidad, motivo por el durante las operaciones

de minado en la extracción del mineral en tajeo se aplica diversas técnicas de sostenimiento como: pernos de anclaje swellex. 7 pies a 1.10 x 1.10 y mallas electrosoldadas. Asimismo, se realizó el otro modelo geomecánico también con la aplicación del software Phase V 8.1 donde se ingresaron los datos concernientes de esfuerzos, ángulo de fricción, el ratio de Poisson, módulo de elasticidad de Young, el criterio de Mohr Coulomb.

En el desarrollo del dimensionamiento del tajeo en la veta Andalucía 120, se utilizó el método gráfico de estabilidad de Potvin, Matthews y otros; de manera conjunta con todos sus parámetros se determinó mediante un análisis el cálculo del número de estabilidad N' donde la caja piso tuvo un valor de 2.02 la caja techo de 1.21 y el techo del tajeo 0.102, que viene a ser uno de los parámetros requeridos en el gráfico de estabilidad; asimismo, se calculó el radio hidráulico cuyos valores hallados fueron: en la caja piso y techo son de 3.5 de 2.48. Con los valores hallados del número de estabilidad, en el eje de las ordenadas de 2.02 y 1.21 y también del radio hidráulico en el eje de las abscisas con un valor de 3.5 se llegaron a interceptar en el gráfico de estabilidad, llegando a interceptarse en la zona de transición sin sostenimiento, que significa que es una zona estable donde se pueda trabajar sin problemas de estabilidad. Luego en este análisis se determinó que la longitud ideal en tajeo debe ser de 12 metros, porque las características de la masa mineralizada y de las rocas encajonantes se adaptan a dicha longitud, se menciona que esta longitud se calculó considerando la altura de 16.5 metros.

CONCLUSIONES

1. La Unidad Minera Animón Compañía Minera Chungar S.A.C., se dedicada a la extracción, concentración y comercialización de minerales polimetálicos: zinc, plomo y plata.
2. El conjunto de vetas en la Unidad Minera Animón están constituidos sistemas convergentes con dirección Este-Oeste y con buzamiento al Norte y el otro con buzamiento al Sur respectivamente. Las vetas que se presentan en esta mina son más de 20, siendo las más importantes: Veta Principal, Veta Karina 1, Veta Ramal piso 03 Principal, Veta Andalucía 120, Veta Carmen y Veta Gisela.
3. Las características de la veta Andalucía 120 es: la familia 1 con rumbo aproximado EW y buzamiento alto al S, la familia 2 con rumbo N-NE y buzamiento subvertical, el Sistema 3 con rumbo NNW y buzamiento medio al SW y el Sistema 4 con rumbo aproximado NE y buzamiento alto al N.
4. En la veta Andalucía el RMR determinado está entre 32 y 35, es una labor donde la roca encajonante es margas grises de mala calidad, relleno suave con alteración moderada y el RMR del mineral es de 31 a 50; asimismo, el buzamiento de la veta es mayor de 60°.
5. En el modelamiento de aplicación del software DIPs, en base al mapeo geomecánico se ha determinado cuatro familias de discontinuidades de características diferentes en la dirección y buzamiento; asimismo, de empleo del software Phase V. 8, en el cálculo del esfuerzo A cuyos valores son de 43.6 para el techo de la veta y los valores de 12.80 tanto para la caja piso y techo respectivamente.

6. En el dimensionamiento del tajeo en la veta Andalucía 120 Nivel 4050, se aplicó el método gráfico de estabilidad en el cálculo del número ' N ' con valores de 0.97 en la caja piso, 1.021 en la caja techo y 1,021 en el techo del tajeo; también se aplicó el radio hidráulico, los datos determinadps son: caja piso de 2.48, la caja techo de 2.50 y del techo del tajeo de 1.8.
7. Con datos analizados anteriormente; se calculó el dimensionamiento del tajeo en cuanto se refiere a la longitud de 12 metros, considerando una altura vertical de 8.5 metros, una veta que tiene 1.20 metros de potencia.

RECOMENDACIONES

1. En la aplicación del método de Sub Level Stopping, se recomienda llevar un control de P&V, con el adecuado diseño de malla de perforación y posterior carguío; con la finalidad de evitar mayor daño a las cajas del tajo.
2. Se debe definir controles en campo para evitar las desviaciones de los taladros, su análisis y correcciones oportunas.
3. Reforzar el sostenimiento con la instalación de cable bolting de 6 m hacia la caja, espaciadas entre filas a 2.5 m, con la finalidad de evitar mayores descajes laterales del tajo.
4. Se debe realizar la revisión continua de las condiciones estructurales y condiciones de macizo (inspecciones y mapeos geomecánicos de las preparaciones), con el fin de calibrar el diseño. Si se identifican condiciones de inestabilidad por los factores mencionados, se replanteará el dimensionamiento de minado.
5. Se debe continuar con los mapeos de continuidad por la oficina de Geomecánica, dada su importancia en el control de estabilidad del tajeo y así poder alertar de cualquier problema que pudiera presentar en el proceso del minado.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- Barton, N. (1992- 1993). "Predicting the Behavior of Underground Openings in Rock". New Delhi.
- Betancur, A. Blanca & Lopez B. Carlos "Caracterización y Clasificación Geomecánica del Macizo Rocosó en el Nivel Veintiuno de la Mina la Maruja (Distrito Minero de Marmato, Caldas) para Estimar las Recomendaciones de Estabilidad y Soporte en la Excavación y su Correlación con las Alteraciones Hidrotermales". Universidad EAFIT Medellín Colombia.
[file:///C:/Users/USUARIO/Downloads/Blanca_BetancurArenas_Carlos_LopezBalaquera_2019%20\(3\).pdf](file:///C:/Users/USUARIO/Downloads/Blanca_BetancurArenas_Carlos_LopezBalaquera_2019%20(3).pdf)
- Bieniawski, Z. T. (1989-1990); "Engineering Rock mass Classifications", A Wiley-Interscience Publication, , Canada.
- Colán R. Aurelio (2021). "Evaluación Geomecánica del Macizo Rocosó y Diseño de Sostenimiento para la Explotación segura por Corte y Relleno Ascendente de las Estructuras Mineralizadas de la Mina Caridad - Compañía Minera Lincuna". Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. Arequipa Perú.
- <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12773/13292/IMcoroaf%20%281%29.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Gonzales de Vallejo, (2005). "Ingeniería Geológica", 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".
- Mendoza LL. Scarlett (2019). "Análisis Geomecánico de Taladros Largos en Tipos de Roca de Mala Calidad Aplicables en la Mina de Animón – Perú". Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. Arequipa Perú.
- <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/10273/IGmellsj.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Pantaleón J. Hernán & Carbajal I. Christian (2017) "Evaluación Geomecánica para el Dimensionamiento, Secuencia de Minado y Relleno de Tajeos de una Mina Subterránea" Pontificia Universidad la Católica del Perú. Lima Perú.
- <https://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/handle/20.500.12404/8689>
- Recio G. David (2014). "Aplicación de la regresión logística en la predicción empírica de fenómenos complejos en obras subterráneas : squeezing y rotura de pilares de carbón". Universidad Politecnica de Madrid. España.
- https://oa.upm.es/33131/1/David_Recio_Gordo.pdf

- Rincón S. Bertha (2016). "Caracterización Geomecánica del Macizo Rocosó del área del contrato 01-068-96 "Cooperativa Cooprocárbón Sugamuxi" Municipio de Gámeza Boyacá". Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia UPTC. VOLCAN (2018). <https://core.ac.uk/download/217560616.pdf>
- Volcán Cía. Minera. Informe Geomecánico del Método de Explotación: Taladros Largos.

ANEXOS

Instrumento de Recolección de Datos

Cuadro N°01: Método Gráfico de Estabilidad Promedio – Block Andalucía 120 Nv. 4375

Veta	Caja	Profundidad (m)	Long (m)	Altura (m)	Ancho (m)	Area	UCS	RMRb	RQD	Jn	Jr	Ja	Q'	Jw	Buz diseño	A	B	C	N'	%PF	Metodo Minado
V. Andalucía 120 Techo	C. Piso	520	12	16.5	1.7	198	40	43	30	9	1	3	1.11	0.66	83	1.0	0.25	7.3	2.02	10%	SLS
V. Andalucía 120 Techo	C. Techo	520	12	16.5	1.7	198	40	41	30	12	1	3	0.83	0.60	83	1.0	0.20	7.3	1.21	20%	SLS

Cuadro N°02: Matriz de Consistencia

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	DIMENSIONES	INDICADORES	TIPO Y NIVEL DE INVEST.
<p>GENERAL:</p> <p>¿Cómo realizar el modelo geomecánico en la determinación del dimensionamiento del tajeo aplicado al método de explotación Sub Level Stopping de la Veta Andalucía 120 Nivel 4050 en la Unidad Minera Animón Compañía Minera Chungar S.A.C.?</p> <p>Problemas específicos</p> <p>A. ¿¿Cómo realizar el modelo geomecánico en la Veta Andalucía 120 Nivel 4050 en la Unidad Minera Animón Compañía Minera Chungar S.A.C.?</p> <p>B. ¿¿Cómo determinar el dimensionamiento del tajeo aplicado al método de explotación Sub Level Stopping en la Veta Andalucía 120 Nivel 4050 en la Unidad Minera Animón Compañía Minera Chungar S.A.C.?</p>	<p>GENERAL:</p> <p>Realizar el modelo geomecánico para determinar las dimensiones en el tajeo aplicado al método de explotación Sub Level Stopping de la Veta Andalucía 120 Nivel 4050 en la Unidad Minera Animón Compañía Minera Chungar S.A.C.</p> <p>Objetivos específicos</p> <p>A. Realizar el modelo geomecánico en la Veta Andalucía 120 Nivel 4050 en la Unidad Minera Animón Compañía Minera Chungar S.A.C.</p> <p>B. Determinar las dimensiones del tajeo aplicado al método de explotación Sub Level Stopping en la Veta Andalucía 120 Nivel 4050 en la Unidad Minera Animón Compañía Minera Chungar S.A.C.</p>	<p>GENERAL</p> <p>Si se diagnostica el modelamiento geomecánico entonces se diseñará las dimensiones del tajeo aplicado al método de explotación Sub Level Stopping mediante el método de estabilidad gráfica en la Unidad Minera Animón Compañía Minera Chungar S.A.C.</p> <p>Hipótesis específicas</p> <p>A. Si se diagnostica el modelamiento de la masa rocosa entonces se determinará la calidad del macizo que se presenta en la Unidad Minera Animón Compañía Minera Chungar S.A.C.</p> <p>B. Si se diagnostica el modelamiento de la masa rocosa entonces se determinará la calidad del macizo que se presenta en la Unidad Minera.</p>	<p>INDEPENDIENTE</p> <p>X: Modelamiento Geomecánico</p> <p>DEPENDIENTE:</p> <p>Y: Diseño de las dimensiones de un tajeo</p>	<p><u>Modelamiento Geomecánico</u></p> <p>Modelo Geológico</p> <p>Modelo geomecánico</p> <p>Modelo matemático.</p>	<p>Características de las discontinuidades, Intemperización y alteración, litología.</p> <p>Resistencia del macizo rocoso, esfuerzos in situ, calidad del macizo rocoso.</p> <p>Aplicación de los softwares: DIPS y Phases.</p> <p>Factor A: de esfuerzo. Factor B: de discontinuidad. Factor C: Gravedad</p> <p>Dimensiones</p>	<p>Tipo:</p> <p>Aplicada</p> <p>Método:</p> <p>Deductivo y analítico.</p> <p>Diseño:</p> <p>Transversal</p>