

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**Evaluación geomecánica de la estructura mineralizada veta 23
en el modelamiento del dimensionamiento de tajeo y pilar de
seguridad en la compañía minera milpo S.A.A. unidad
Atacocha**

Para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor: Bach. Alexis Raphael VILCAPOMA FONSECA

Asesor: Mg. Raúl FERNÁNDEZ MALLQUI

Cerro de Pasco - Perú- 2020

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**Evaluación geomecánica de la estructura mineralizada veta 23
en el modelamiento del dimensionamiento de tajeo y pilar de
seguridad en la compañía minera milpo S.A.A. Unidad
atacocha**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Dr. Agustín Arturo AGUIRRE ADAUTO

PRESIDENTE

Mg. Teodoro Rodrigo SANTIAGO ALMERCÓ

MIEMBRO

Mg. Silvestre Fabían BENAVIDES CHAGUA

MIEMBRO

DEDICATORIA

Al divino hacedor por las bendiciones y protección que me Brinda y a mis queridos padres por su apoyo, esfuerzo y sacrificio, por su preocupación permanente de ser profesional

RECONOCIMIENTO

A los Ingenieros Docentes de la Escuela Profesional de ingeniería de Minas de nuestra Universidad Nacional Daniel A. Carrión, por sus enseñanzas. A los profesionales, técnicos y trabajadores que laboran en la Mina Atacocha por su apoyo desinteresado y colaboración en el presente trabajo de investigación.

De manera especial a mi Asesor Mg. Ing. Raúl Fernández Mallqui y a los Jurados calificadores, que con sus observaciones y sugerencias han enriquecido el presente estudio de investigación.

RESUMEN

La evaluación geomecánica tiene como objetivo realizar el análisis geomecánico a través de los diferentes parámetros de la estructura mineralizada de la veta 23 en relación a los tajeos 765 y 858; asimismo, la modelación geomecánica y numérica es la parte práctica con el objeto de analizar el dimensionamiento del tajeo y del pilar de seguridad en la Unidad Minera Atacocha - Compañía Minera Milpo. Por tanto, se tuvo un conjunto de actividades de trabajo como los mapeos geomecánicos. El tipo de investigación es descriptiva y de análisis donde se utilizan las técnicas, teorías y conocimientos de geomecánica para el análisis de la calidad de la roca, dimensionamiento del tajeo de producción y cálculo del pilar de seguridad. Los resultados obtenidos después de los trabajos realizados, encontramos diversos tipos de rocas las cuales se encuentran fragmentadas y alteradas; la roca es de una calidad geomecánica del tipo III y IV. Se realizó el modelamiento del dimensionamiento del tajeo de producción a través del método gráfico de estabilidad de Potvin (1988) determinándose longitudes de 22.56 en la caja piso, 20 m. en la caja techo y 11.25 m. en la estructura mineralizada; también, considerando las técnicas de Potvin y Milne (1992) se determinó dejar un pilar de seguridad de 8 m. entre la zona de minado con respecto al stope relleno (765 y 858) en el cual se tendría un factor de seguridad de 1.1 a 1.2 lo que se demuestra que hay cierta influencia; habría problemas de inestabilidad.

Palabras clave: Geomecánica, tajeo, modelamiento.

ABSTRACT

The objective of the geomechanical evaluation is to carry out the geomechanical analysis through the different parameters of the mineralized structure of the vein 23 in relation to the 765 and 858 stopes; Likewise, geomechanical and numerical modeling is the practical part in order to analyze the sizing of security and the security pillar in the Atacocha Mining Unit - Milpo Mining Company. Therefore there was a set of work activities such as geomechanical mapping. The type of research is descriptive and of analysis, where the techniques, theories and knowledge of geomechanics are used for the analysis of the quality of the rock, sizing of production and calculation of the safety pillar. The results obtained after the work carried out, we found several types of rocks which are fragmented and altered; In the Atacocha Mining Unit the rock is of a geomechanical quality of type III and IV. The sizing of production was modeled using the Potvin stability graphic method (1988), determining lengths of 22.56 m in the floor box, 20 m. in the roof box and 11.25 m. in the mineralized structure; also, considering the techniques of Potvin and Milne (1992) it was determined to leave an 8 m. safety pillar. between the mining area with respect to the filled stope (765 and 858) in which there would be a safety factor of 1.1 to 1.2 which shows that there is some influence; which means when designing a pillar less than 8 meters in relation to stope 765 and / or 858 there would be instability problems.

Keywords: Geomechanics, stope, modeling.

INTRODUCCIÓN

El presente estudio de tesis, se realizó en la Unidad Minera de Atacocha cuyo objetivo fue realizar la evaluación geomecánica de la estructura mineralizada veta 23 para determinar el modelamiento del dimensionamiento de tajeo y pilar de seguridad en la Compañía Minera Milpo S.A.A. Unidad Atacocha.

En este contexto la investigación se llevó a cabo a través de la, descripción, valoración y análisis de las condiciones de la masa rocosa y de mineralizada que presenta la veta 23 en la Unidad minera Atacocha de la Compañía Minera Milpo S.A.A.; dedicada a la extracción, concentración y comercialización de minerales polimetálicos: zinc, plomo y plata. Considerando la evaluación geomecánica y su aplicación en el modelamiento para el dimensionamiento de tajeo y el pilar de seguridad.

El CAPÍTULO I se identifica el problema, de esta manera formularlo en preguntas, en este capítulo también se justifica el estudio de investigación, limitaciones e importancia y alcances de la investigación.

El CAPÍTULO II está referido al marco teórico, bases teóricas-científicas, hipótesis, variables y operacionalización de la variable, también se considera las generalidades de la mina como son: ubicación y acceso, topografía, morfología clima y vegetación, recursos y reseña histórica, se ve el estudio de la parte geológica de la mina; geología regional, estratigrafía, geología local, mineralización geología estructural, recursos y reservas de mineral.

El CAPÍTULO III se realiza la metodología del estudio, técnicas e instrumentos para la recolección y procesamiento de datos.

El CAPÍTULO IV comprende los resultados y discusión de la investigación, tales como; la evaluación geomecánica el índice de clasificación GSI, clasificación RMR, evaluación geomecánica de los tajeos, modelamiento, análisis estereográfica de discontinuidades, dimensionamiento de las áreas de explotación, cálculo operacional del número de estabilidad N, cálculo de ELOS, pilar de seguridad entre tajeos, también trata la explotación minera como; método de explotación, diseño de explotación y ciclos de minado en la operación minera.

Alexis Raphael Vilcapoma Fonseca

Autor

ÍNDICE

DEDICATORIA	
RECONOCIMIENTO	
RESUMEN	
ABSTRACT	
INTRODUCCIÓN	
ÍNDICE	

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema.....	1
1.2. Delimitación de la investigación	2
1.2.1. Delimitación temporal	2
1.2.2. Delimitación especial	2
1.3. Formulación del problema	2
1.3.1. Problema Principal.....	3
1.3.2. Problemas específicos.....	3
1.4. Formulación de objetivos.....	3
1.4.1. Objetivo general.....	3
1.4.2. Objetivo específicos.....	4
1.5. Justificación de la investigación	4
1.5.1. Justificación teórica.....	4
1.5.2. Justificación metodológica	4
1.5.3. Justificación practica.....	5
1.6. Limitaciones de la investigación	5

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del estudio	6
2.2. Bases teóricas – científicas	10

2.2.1.	Geomecánica aplicada a la estabilidad.....	11
2.2.2.	Calidad de la Roca por Medio de Sistemas de Clasificación RMR de Bieniaswki	12
2.2.3.	Abaco de Tiempo de Autosoporte.....	13
2.2.4.	Resistencia del macizo rocoso	15
2.2.5.	Método Grafico de estabilidad	16
2.2.6.	Ubicación y acceso de la mina	18
2.2.7.	Morfología.....	20
2.2.8.	Clima y Vegetación	21
2.2.9.	Recursos.....	22
2.2.10.	Geología Regional	22
2.2.11.	Estratigrafía	24
2.2.12.	Geología Local.....	33
2.2.13.	Características Mineralógicas de Tipos y Estilos de Mineralización	34
2.2.14.	Mineralogia	36
2.2.15.	Geologia Estructural:	37
2.2.16.	Recursos y Reservas de Mineral:	39
2.3.	Definición de términos básicos.....	42
2.4.	Formulación de hipótesis.....	43
2.4.1.	Hipótesis General	43
2.4.2.	Hipótesis Especifica.....	44
2.5.	Identificación de variables	44
2.5.1.	Definición Conceptual de Variable.....	44
2.6.	Definición operacional de variables e indicadores.....	45

CAPITULO III
METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación.....	47
3.2. Métodos de investigación	47
3.3. Diseño de investigación	48
3.4. Población y muestra.....	48
3.5. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	49
3.5.1. Técnicas.	49
3.5.2. Instrumentos.	49
3.5.3. Herramientas:	49
3.6. Técnicas de procesamiento y análisis de datos	49
3.7. Tratamiento estadístico	50
3.8. Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación	50
3.8.1. Selección de instrumentos de investigación	50
3.8.2. Validación	50
3.8.3. Confiabilidad	50
3.9. Orientación ética	51

CAPITULO IV
RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo	52
4.1.1. Explotación minera	52
4.1.2. Metodo de explotación.....	53
4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados	65
4.2.1. Índice de Clasificación GSI	67
4.2.2. Tabla Geomecánica Atacocha.....	68
4.2.3. Clasificación Geomecánica de Bieniawski o RMR.....	71

4.2.4.	Propiedades geomecánicas de la masa mineralizada	72
4.2.5.	Evaluación Geomecánica de Tajeos.....	73
4.2.6.	Modelamiento	76
4.3.	Prueba de hipótesis.....	98
4.3.1.	Hipótesis Específicas	100
4.4.	Discusión de resultados	102

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFÍA

ANEXO

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1:Parámetros para el cálculo RMR89.....	14
Tabla 2:Constantes utilizados en los criterios de ruptura	16
Tabla 3:Cuadro de resumen de avances del 2018-HORIZONTALES	53
Tabla 4:Cuadro de resumen de avances del 2018- FASES	53
Tabla 5:Estandares de diseño.....	58
Tabla 6:Parametrso de Perforacion de 4.0 x 4.5 m	61
Tabla 7: Parámetro de voladura de Sección de 4.5 x 4.0 m	62
Tabla 8:Parametro de Voladura Breasting 5.0 x 4.0 m.....	62
Tabla 9:RMR-LITOLOGIA.....	72
Tabla 10:Factor A	90
Tabla 11:Factor B	91
Tabla 12:Factor C	91
Tabla 13:Cálculo de N	92
Tabla 14: Calculo del Radio Hidráulico:	93
Tabla 15:RMR TAJEO 765	2
Tabla 16:Hoja de Cálculo para rebotes con el Martillo de Schmidt tajeo 765	3
Tabla 17:cálculo de rebotes del martillo Schmidt tajeo 765.....	1

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 1: Ábaco de tiempo de autosoporte (Bieniaswski,1984).....	15
Gráfico 2: Grafico de Estabilidad Según Potvin (1988)	17
Gráfico 3: Columna estratigráfica.....	26
Gráfico 4: Esquematación Geológica-Yacimiento Atacocha	34
Gráfico 5: Perfil Geológico del Yacimiento	38
Gráfico 6: Cubicación de Reservas.....	41
Gráfico 7: Dimensionamiento y altura de minado y puentes.....	55
Gráfico 8: Esquema de minado Corte y Relleno Ascendente.....	56
Gráfico 9: Etapas del método de Corte y Relleno Ascendente	57
Gráfico 10: Estandar de Sección Típica de 4.0 x 4.0m.....	59
Gráfico 11: Estandar de Zona de Carguio.....	60
Gráfico 12: Índice GSI.....	68
Gráfico 13: Tabla geomecánica Mina Atacocha	69
Gráfico 14: Tabla geomecánica Mina Atacocha	70
Gráfico 15: Proyección estereográfica Tj 858.....	78
Gráfico 16: Análisis estadístico de Orientación	79
Gráfico 17: Proyección estereográfica Tajeo 765.....	79
Gráfico 18: Análisis Estadístico de Orientación Tajeo 765	80
Gráfico 19: Deestabilizada según Potvin (1988) y Nickson (1992).....	81
Gráfico 20: Factor de Esfuerzo de roca A	84
Gráfico 21: Factor de ajuste por Orientación de discontinuidades B	85
Gráfico 22: Factor de ajuste por deslizamiento o gravitacional C	86
Gráfico 23: Factor Radio Hidráulico	87
Gráfico 24: Valores del índice Q' tajeo 765	88
Gráfico 25: Valores del índice Q' tajeo 858	88
Gráfico 26: Estimación de esfuerzo mayor Σ_{01} en zona de transición	90
Gráfico 27: Número N vs Radio Hidráulico.....	93
Gráfico 28: ELOS propuesto por Dnne y Pakalnis.....	95
Gráfico 29: Cálculo de Elos.....	96
Gráfico 30: Cálculo de esfuerzo inducido sobre el pilar.....	97
Gráfico 31: Cálculo de PILAR y Factor de Seguridad.....	98

ÍNDICE DE PLANOS

Plano 1: Ubicación de la mina atacocha	19
Plano 2: Plano Geologico Regional.....	24
Plano 3:Secciones de mapeo Geologico.....	67
Plano 4:Zona de Contacto Tajeo 765.....	74
Plano 5:Zona de contacto Tajeo 858.....	76

ÍNDICE DE ANEXOS

Ilustración 1:Calizas del Grupo Pucara	1
Ilustración 2:Unidades Estratigráficas del Grupo Pucara.....	1
Ilustración 3:Escarpa de la falla atacocha intersectando con las Fallas de Veta	1
Ilustración 4:Se observa la Falla – Veta “ I ” la caja piso definido, esta veta fue explotada con un pequeño tajo abierto	1
Ilustración 5:Ingreso a la Unidad Minera Atacocha	1
Ilustración 6:Cámara de Mineral de la Mina	1

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema

En la mejora de la explotación de los tajeos en producción en cuanto se refiere a su estabilidad, seguridad y diseño, es necesario realizar una evaluación geomecánica en la mina, para así poder realizar un trabajo con un criterio técnico de ingeniería basado en teorías aplicadas sobre la masa rocosa y masa mineralizada; no obstante, la fase de explotación de una mina tiene una vida relativamente corta, en tanto que sus impactos podrían prolongarse a perpetuidad si no se diseñan e implementan las medidas apropiadas para asegurar la estabilidad física de los sitios mineros una vez concluida su explotación. La mejor manera de lograr este fin es aplicar las mejores técnicas de ingeniería para diseñar estructuras mineras seguras. En este sentido, el dimensionamiento y la estabilidad de la roca y / o pilares

minerales entre los pozos deben evaluarse cuidadosamente para asegurar la estabilidad a corto y largo plazo

Por lo tanto, evaluar la estabilidad de macizos rocosos y pilares es una tarea básica y muy delicada para las empresas minera, de otro modo, un modelamiento inadecuado en el dimensionamiento y la falla de un pilar podría resultar en un serio problema que afectaría la seguridad del personal mina; motivo por el cual presento el siguiente estudio de investigación: “EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DE LA ESTRUCTURA MINERALIZADA VETA 23 EN EL MODELAMIENTO DEL DIMENSIONAMIENTO DE TAJEO Y PILAR DE SEGURIDAD EN LA COMPAÑÍA MINERA MILPO S.A.A. UNIDAD ATACOCHA”

1.2. Delimitación de la investigación

1.2.1. Delimitación temporal

El presente trabajo de investigación se desarrollará en una sola unidad operativa la cual es la estructura mineralizada veta 23 en la compañía minera milpo.

1.2.2. Delimitación especial

El presente trabajo de investigación comprende 12 meses (enero-diciembre del 2018)

1.3. Formulación del problema

La Unidad Minera Atacocha de la Compañía Minera Milpo S.A.A. en relación a las reservas de mineral, que debe explotarse considerando de un método de minado de acuerdo a los modelos geológicos y geomecánicos que garantice una extracción óptima del mineral y cuidando

la integridad física de los trabajadores mediante un control de estabilidad del macizo rocoso; asimismo, es importante su modelamiento en cuanto se refiere al dimensionamiento y el pilar de seguridad en la veta 23. Motivo por el cual, se formulan los siguientes problemas de investigación.

1.3.1. Problema Principal

¿Con la evaluación geomecánica de la estructura mineralizada veta 23 se determinará el modelamiento de dimensionamiento de tajeo y pilar de seguridad en la Compañía Minera Milpo S.A.A. Unidad Atacocha?

1.3.2. Problemas específicos

a) ¿Cómo realizar la evaluación geomecánica de la estructura mineralizada de la veta 23 en la Compañía Minera Milpo – Unidad Atacocha?

b) ¿Cómo efectuar el modelamiento de tajeo y pilar de seguridad en la veta 23 de la Compañía Minera Milpo S.A.A.- Unidad Atacocha?

1.4. Formulación de objetivos

1.4.1. Objetivo general

Realizar la evaluación geomecánica de la estructura mineralizada veta 23 para determinar el modelamiento del dimensionamiento de tajeo y pilar de seguridad en la Compañía Minera Milpo S.A.A. Unidad Atacocha.

1.4.2. Objetivo específicos

- a) Realizar la evaluación geomecánica de la estructura mineralizada de la veta 23 en la Compañía Minera Milpo – Unidad Atacocha.

- b) Efectuar el modelamiento de dimensionamiento de tajeo y pilar de seguridad en la veta 23 de la Compañía Minera Milpo S.A.A.- Unidad Atacocha.

1.5. Justificación de la investigación

1.5.1. Justificación teórica

El trabajo de investigación que se propone; busca describir, explicar y realizar la evaluación geomecánica, a través de los parámetros referidos a la estructura mineralizada de la veta 23 y con ello realizar el modelamiento de dimensionamiento y el pilar de seguridad; considerando técnicas de diseño como el análisis de Hoek and Brown, Potvin, a través de diferentes gráficos, empleo del software Rockscience como Phases, etc.

1.5.2. Justificación metodológica

En el cumplimiento de los objetivos del presente estudio, la investigación hará uso de su propia metodología, teniendo como base el método científico. Por lo que el resultado será importante para el modelamiento de dimensionamiento y el pilar de seguridad en la veta 23.

1.5.3. Justificación practica

En relación a los objetivos propuestos, se hallará soluciones planteadas al problema de la evaluación geomecánica de la estructura mineralizada en el modelamiento de dimensionamiento y el pilar de seguridad en la veta 23, con el fin de conocer la carga de los esfuerzos que va a soportar dicho pilar.

1.6. Limitaciones de la investigación

El trabajo de investigación propuesto considera un tema poco estudiado y aplicado en las minas subterráneas; es así que, el presente trabajo contribuirá en el cambio de condiciones preventivas de trabajo seguro y de aplicación técnico minero. Las limitaciones que se considera es la poca información que se tiene de la empresa minera

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del estudio

En la elaboración del presente estudio de tesis se ha revisado diferentes informaciones, en las bibliotecas de las universidades del país, y también otros medios como: internet, revistas relacionados a la minería, etc. Empero, por la multiplicidad de bibliografías revisados he logrado enriquecer mi conocimiento que lo he plasmado en la tesis. Asimismo, por motivos de la explotación minera, se realiza la evaluación geomecánica para el modelamiento del dimensionamiento y el pilar de seguridad entre los tajeos de la veta 23.

Existen diversas informaciones relacionados a estudios geomecánicos como: Trevor Carter, Luiz Castro (2015), "Guía para la evaluación de la estabilidad de los pilares corona", Sub-Sector Minería Ministerio de Energía y Minas. En el presente artículo los autores describen, Un pilar

corona superficial se define como la zona de roca existente sobre la parte superior de una labor subterránea. Los pilares de corona poco profundos en minas subterráneas activas o abandonadas son potencialmente dañinos para el uso a largo plazo de minas antiguas. En algunos lugares, estos pilares de corona de roca están cubiertos con material de cobertura. Los pilares de corona generalmente se dejan en el piso del tajo abierto para separar las operaciones en tierra de las operaciones subterráneas. Una vez finalizada la extracción, se debe evaluar la estabilidad a largo plazo de la plataforma de corona. Por tanto, analizar la estabilidad del pilar de la corona es una tarea básica y muy delicada para las empresas mineras y sus consultores, y el propio Ministerio de Energía y Minas.

Osinermin 2017, “Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas”. En los análisis que realiza menciona; que, el desprendimiento de roca es uno de los mayores riesgos para los trabajadores mineros en la minería subterránea. Asimismo, que la exposición al riesgo en las excavaciones subterráneas se presenta desde las actividades de exploración hasta el cierre de la mina. Se estima que en el Perú, el desprendimiento de roca representa el 32% de los accidentes mortales ocurridos en los últimos 15 años. Si bien el desarrollo de controles para la prevención de caída de rocas es un trabajo compartido entre todas las áreas comprometidas con la operación, el área de geomecánica, por ser la encargada de estudiar el comportamiento mecánico del macizo rocoso, tiene la principal participación para garantizar la seguridad de los trabajadores.

El área de geomecánica es la encargada de realizar la evaluación del macizo rocoso durante el diseño, construcción, operación y cierre, con la finalidad de controlar los desprendimientos de rocas mediante el sostenimiento adecuado y oportuno que mantengan la estabilidad física de las excavaciones mineras subterráneas.

Guerrero César 2017, “Geomecánica para la selección del método de explotación de la veta Almiranta de la compañía minera Quiruvilca s.a. – 2017”, en su Tesis de grado, considera las siguientes conclusiones; que Las características de la roca presente en la mina son de tipo III-A, III-B, solo en zonas puntuales de alteración o presencia de un gran número de discontinuidades la roca baja su calidad a tipo IV-A o IV-B. Con el programa “DIPS” a través del menú SELECT/ADD SET y la selección de la concentración de polos, permite obtener valores promedio en buzamiento y dirección de buzamiento (dip/dipdirection), para cada familia de discontinuidades. La selección óptima del método de explotación “Cut and Fill Stopping” (puntaje 28.25, segundo en el ranking de puntuación), fue seleccionado para la explotación de la veta Almiranta y fue determinado después de evaluar los métodos Open Pit (puntaje 29.27) y el Square Set (puntaje 24.5, tercero en el ranking de puntuación).

Cuno Carlos. 2014, “Recuperación de pilares longitudinales con el método de corte y relleno ascendente en la unidad Shila – Paula Serminas S.A.C”; en su estudio involucra criterios técnicos y económicos orientados a cubrir la necesidad de extracción de mineral dentro de los estándares de trabajo del sistema de gestión integrado. Se fundamenta en el estudio geomecánico, y análisis de estabilidad por esfuerzos inducidos alrededor

de las excavaciones mediante el software Phases en el área del cuerpo mineralizado y su entorno físico. Y para su adecuado diseño y ejecución se requiere de la utilización y aplicación directa de principios, metodología y aplicaciones diversas de la mecánica de rocas, desde la fase de investigación preliminar, análisis, diseño, ejecución y operación que garanticen la estabilidad de la excavación.

Huayta Carlos. 2015, "Selección y análisis del método de explotación para el minado del manto intermedio en la U.M. Pachapaqui – Cía Minera Pachapaqui S.A.C."; considera que su estudio de investigación científica aplicada debido a que sus alcances son prácticos y se podrán aplicar en otros proyectos mineros; se realiza debido a que el principal problema que se tiene en la Unidad Minera Pachapaqui es seleccionar un método óptimo de minado para el Manto Intermedio así como de las demás estructuras presentes en la unidad, dentro del cual se tiene como problemas secundarios verificar en que medida un estudio geomecánico de la zona que permitirá una adecuada selección del método de explotación; analizar de que forma un análisis del método de explotación seleccionado servirá como base para la posterior aplicación en el Manto Intermedio; además verificar como un adecuado análisis económico - financiero garantiza la aplicabilidad del método que se seleccionará.

Sosa Jhon. (2016), en su estudio de tesis titulada: "Evaluación geomecánica para el diseño de tajeos de producción en la unidad minera Cerro Lindo – Compañía Minera Milpo Deformación de la Masa Rcosa"; su trabajo de investigación se fundamenta en el análisis de las condiciones geológicas, geométricas e hidrogeológicas y el estudio geomecánico de los

cuerpos mineralizados OB2, OB5 y OB6 su entorno físico. Para cumplir con el objetivo de este trabajo, fue necesario realizar trabajos de campo, laboratorio y gabinete. En una primera etapa el estudio estuvo orientado a la ejecución de investigaciones básicas, con el fin de obtener la información necesaria, que permitió evaluar los factores principales del control de la estabilidad, y estimar los parámetros geomecánicos básicos. En una segunda etapa, se integró la información obtenida durante las investigaciones básicas, con el fin de realizar el diseño y las condiciones de estabilidad de las excavaciones durante la explotación de los tajeos de producción a través del análisis del gráfico según Potvin y Nickson.

2.2. Bases teóricas – científicas

En nuestro estudio se considera la evaluación geomecánica de la veta 23 para determinar las dimensiones del tajeo y el diseño del pilar de seguridad para permitir el desarrollo, preparación y explotación de mineral que se produce en la Unidad Minera de Atacocha; hoy en día existen criterios teóricos científicos, como la clasificación geomecánica ampliamente difundidos en todo el mundo, como los desarrollados por Barton, Bieniawski, Hoek y Marinos, Potvin, Matthews entre otros. La geomecánica constituye en la actualidad la base científica de la ingeniería minera desde que esta es una disciplina distinta y coherente, su aplicación práctica efectiva demanda su integración filosófica con otras áreas que tratan con la respuesta mecánica de todos los materiales geológicos. Luego, la mecánica de rocas está formada por la geología estructural, la hidrogeología y la geofísica; juntos conforman la base conceptual y verdadera.

2.2.1. Geomecánica aplicada a la estabilidad

En el ámbito de la investigación, el control de estabilidad está en función del comportamiento geomecánico y económico individualmente y globalmente.

Hay dos grupos de factores que controlan la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado subterráneo de los yacimientos mineros. El primer grupo corresponde a factores pre-existentes a la excavación y el segundo grupo a factores posteriores a la excavación.

Los factores preexistentes a la excavación son:

- Las características del medio geológico.
- El comportamiento mecánico del medio geológico.
- Los esfuerzos *In – situ*.

Los factores posteriores a la excavación son:

- Los esfuerzos inducidos por el minado.
- La forma, tamaño y orientación de las excavaciones.
- El carácter dinámico de las excavaciones por avance del minado

Estos factores a su vez conforman la data y condicionan la metodología de aplicación de la geomecánica al minado subterráneo.

2.2.2. Calidad de la Roca por Medio de Sistemas de Clasificación RMR de Bieniaswki

La tabla RMR (89) (Tabla. N° 01) nos permite determinar el Índice RMR (Valoración del Macizo Rocosos), fue propuesto por Bieniawski en 1976, y modificado sucesivamente hasta 1989, esta clasificación nos permite determinar el índice RMR de calidad de la roca, haciendo uso de seis parámetros:

- 1) La resistencia a la compresión simple de la roca. - Se puede determinar con el uso del martillo de Geólogo, Esclerómetro, Ensayos de carga puntual, ensayos de compresión simple y/o compresión triaxial.
- 2) RQD (Rock Quality Designation). - Determinado en campo y en sondajes DDH.
- 3) Separación de las discontinuidades. - Mediciones en campo.
- 4) Estado de las discontinuidades. - Mediciones en campo.
- 5) Flujo de Agua subterránea. - Calculo de aforos de drenajes y filtraciones
- 6) Corrección por orientación de discontinuidades. - A fin de analizar las condiciones más favorables para la ejecución de túneles.

2.2.3. Abaco de Tiempo de Autosoporte.

El ábaco de tiempo de autosoporte (Grafico N° 01) propuesto por Bieniawski en 1984, se utiliza intersectando la línea del valor de RMR (obtenido del mapeo geomecánico) con la línea de la luz o ancho de labor (en metros), luego se proyecta en vertical el punto de intersección para obtener el tiempo de autosoporte. En la parte superior del ábaco se indica el tiempo de autosoporte en días, semanas, meses y años, y en la parte inferior del ábaco se indica el tiempo de autosoporte en horas.

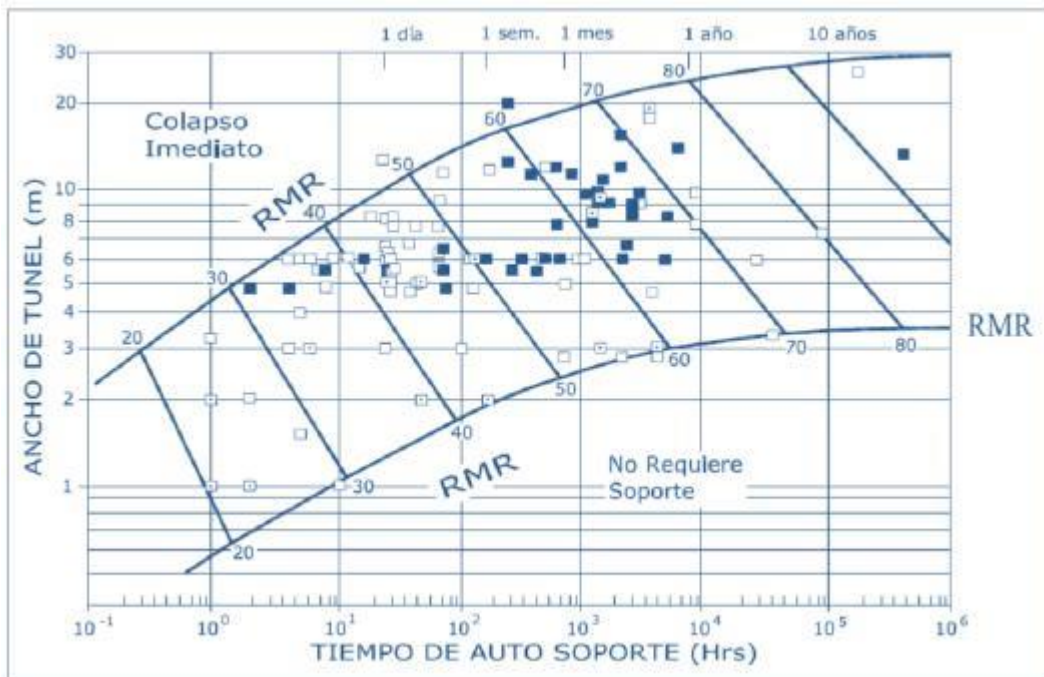
El tiempo de auto-soporte se refiere al periodo en que la labor permanecerá estable y sin sostenimiento, previo desatado, después de haberse realizado la excavación subterránea.

Tabla 1: Parámetros para el cálculo RMR89

RESISTENCIA	> 250 Mpa (15)	100 - 250 Mpa (12)	50 - 100 Mpa (7)	25 - 50 Mpa (4)	5 - 25 Mpa (2)
RQD	90% - 100% (20)	75% - 90% (15)	50% - 75% (10)	26% - 50% (8)	< 25% (5)
ESPACIADO	> 2m (20)	0.6 - 2m (15)	200 - 600 mm (10)	60 - 200 mm (8)	< 60 mm (5)
CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES	Superficies muy rugosas Discontinuas No hay separación Paredes intactas (30)	Superficies ligeramente rugosas Discontinuas separación < 1 mm paredes ligeramente meteorizadas (25)	Superficies ligeramente rugosas Discontinuas separación < 1 mm paredes altamente meteorizadas (20)	Superficies pulidas o relleno de falla < 5 mm espesor o Separación 1 - 5 mm continuas (10)	Relleno de falla suave > 5 mm de espesor o separación > 5 mm continuas (0)
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteando (4)	Fluyendo (0)
VALORIZACIÓN	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 21
CATEGORÍA	I	II	III	IV	V
DESCRIPCIÓN	Roca muy buena	Roca buena	Regular	Roca mala	Roca muy mala
AJUSTE DE LA PUNTUACIÓN PARA LA ORIENTACIÓN DE DISCONTINUIDADES					
ORIENTACIÓN DE RUMBO Y BUZAMIENTO	MUY FAVORABLE	FAVORABLE	REGULAR	DESFAVORABLE	MUY DESFAVORABLE
TÚNELES Y MINAS CIMENTACIONES TALUDES	0	-2	-5	-10	-12
	0	-2	-7	-15	-25
	0	-5	-25	-50	
RUMBO PERPENDICULAR AL EJE DEL TUNEL			RUMBO PARALELO AL EJE DEL TUNEL		
EXCAVACIÓN HACIA EL BUZAMIENTO - BUZ 45° - 90°		EXCAVACIÓN HACIA EL BUZAMIENTO - BUZ 20° - 45°		BUZAMIENTO 45° - 90°	BUZAMIENTO 20° - 45°
MUY FAVORABLE		FAVORABLE		MUY DESFAVORABLE	REGULAR
EXCAVACIÓN CONTRA EL BUZAMIENTO - BUZ 45° - 90°		EXCAVACIÓN CONTRA EL BUZAMIENTO - BUZ 20° - 45°		BUZAMIENTO 0° - 20° INDEPENDIENTE DEL RUMBO	
REGULAR		DESFAVORABLE		REGULAR	

Fuente: C. Mawdesley, R. Trueman and W. J. Whiten, "Extending the Mathews Stability Graph for Open-Stope Design."

Gráfico 1: Ábaco de tiempo de autoaporte (Bieniaswki,1984)



Fuente: C. Mawdesley, R. Trueman and W. J. Whiten, “Extending the Mathews Stability Graph for Open-Stope Design.”

2.2.4. Resistencia del macizo rocoso

La evaluación de la resistencia del macizo rocoso, se utilizó el criterio de falla de HOEK & BROWN (2002); este criterio de falla está expresada por la siguiente Ecuación:

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

Dónde:

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

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

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

Tabla 2: Constantes utilizados en los criterios de ruptura

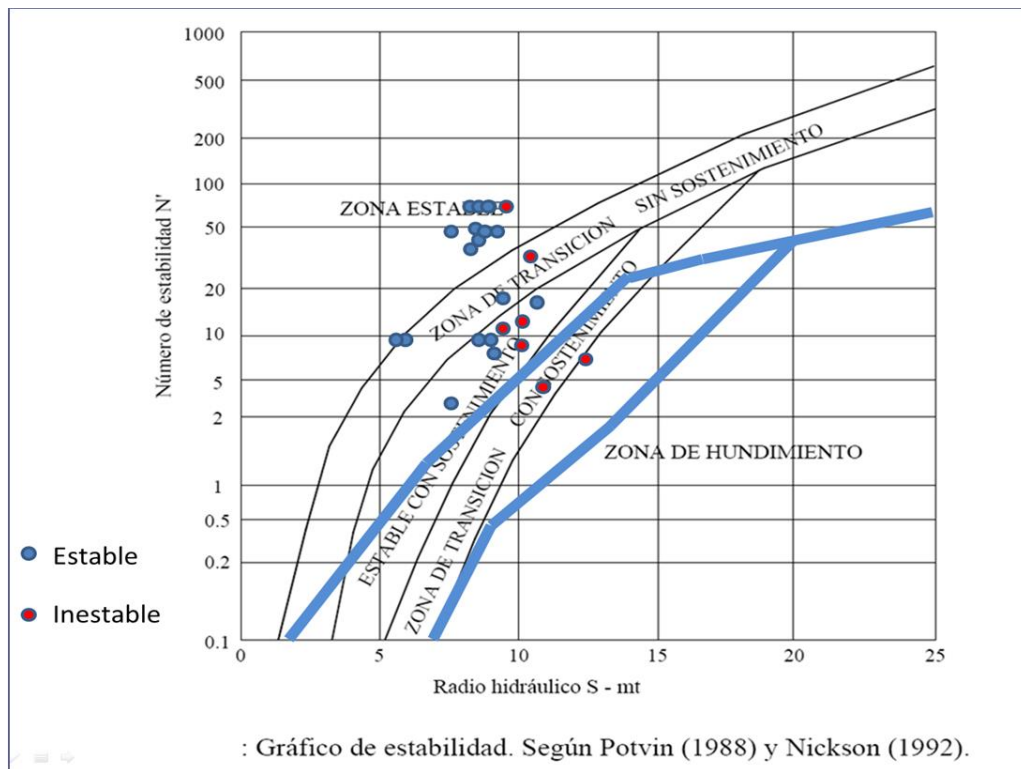
ITEM	FACTOR	DESCRIPCION
1	$\sigma'1$ y $\sigma'3$	Esfuerzos efectivos máximo y mínimo en falla
2	m_b	Constante del macizo rocoso, valor reducido de la constante del material m_i
3	m_i	Constante de la roca intacta.
4	s y a	Constante del macizo rocoso
5	D	Factor según el grado de perturbación del macizo rocoso durante la excavación
6	GSI	Geological Strength Index (Índice de Resistencia Geológica)

Fuente: Estudio Geomecánico, Departamento de Geomecánica

2.2.5. Método Gráfico de estabilidad

Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992), siguiendo los trabajos iniciados por Mathews (1981), desarrollaron el Método Gráfico de Estabilidad para el dimensionamiento de tajeos y diseño de sostenimiento. La versión actual del método, basado en el análisis de más de 350 casos históricos recolectados de minas subterráneas canadienses, toma en cuenta los principales factores de influencia del diseño de tajeos abiertos. Información sobre la resistencia y estructura de la masa rocosa, los esfuerzos alrededor de la excavación, y el tamaño, forma y orientación de la excavación, es utilizada para determinar si el tajeo será estable sin sostenimiento, o inestable aún con sostenimiento.

Gráfico 2: Grafico de Estabilidad Según Potvin (1988)



Fuente: Libro de Potvin

El procedimiento de diseño está basado en el cálculo de dos factores, N' , que es el número de estabilidad modificada, que representa la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado, y S , que es el factor de forma o Radio Hidráulico, que toma en cuenta el tamaño y forma del tajeo.

Numero de Estabilidad (N).-

$$N = Q' \times A \times B \times C$$

Donde:

Q' : Índice de calidad "Q" modificado.

A: Factor de esfuerzo en la roca

B: Factor de ajuste por orientación de discontinuidades.

C: Factor de ajuste gravitacional.

2.2.6. Ubicación y acceso de la mina

La unidad minera Atacocha está ubicada en el ala oriental de la Cordillera de los Andes, en la zona de Atacocha del distrito San Francisco de Yarusyacán, provincia de Pasco, Departamento Pasco. Atacocha es un depósito ubicado a 15 kilómetros de distancia. Noreste de la ciudad de Cerro de Pasco. El Concentrador Chicrín se ubica a una altitud de 3.600 metros y la Carretera Central Lima-Huánuco a 324 kilómetros.

Las coordenadas geográficas son:

- Latitud Sur : 10°34'41.86''
- Longitud oeste : 78°12'59.8''
- Altitud : 4090 m.s.n.m

El acceso a la mina es siguiendo la ruta Lima – La Oroya – Cerro de Pasco – Chicrín, cubriendo un recorrido de aproximadamente 324 km., Atacocha desde Chicrín hasta las instalaciones mineras es a través de una trocha carrozable de 7 km. de longitud, (ver Plano 1).

Plano 1: Ubicación de la mina atacocha



Fuente: Kallpa SAB, Atacocha

Los valles principales tienen una inclinación generalizada de Sur a Norte, convergiendo hacia ellos los valles afluentes. La topografía, se caracteriza por relieves fuertemente ascendentes, que llegan hasta los 4,500 msnm. De altitud, el área de estudio que tiene desniveles

topográficos progresivos, que varían de 200 a más de 400 metros; esto limita el desarrollo de pendientes que varían mucho en pendiente, desde la llanura (20 ° a 40 °) en el fondo del cañón hasta la pendiente pronunciada en la parte más alta.

2.2.7. Morfología

En el área de influencia del emplazamiento minero existen hasta tres zonas morfológicas muy distintas entre sí, entre ellas tenemos:

Superficie puna: Esta superficie se caracteriza por presentar diversas geoformas que son producto del modelado glaciar y fluvio-glaciar, cuyos principales relieves están conformados por las siguientes sub-unidades geomorfológicas: cadenas de cerros, valles y circos glaciares, llanuras y quebradas.

Zona cordillerana: Constituyen las elevaciones topográficas más altas que delimitan la cabecera de la cuenca alta y las sub-cuencas a partir de las divisorias de estos cerros existen numerosas vertientes secundarias. Las cadenas montañosas tienen diferentes alturas, direcciones y formas, en algunos lugares las cadenas montañosas son discontinuas y tienen formas irregulares a regulares, la pendiente de estos cerros presenta una pendiente variable de moderada a empinada localmente.

Valles peniglaciares: En el área de reconocimiento existen quebradas de diferentes magnitudes cuyas aguas desembocan en el valle del río Huallaga, las principales quebradas presentan drenaje permanente, las quebradas principales que origina al río Huallaga se denominan quebrada Pucayacu y río Pariamarca, las quebradas en la margen derecha son conocidas como quebrada Pariamarca, y quebrada Sharpa, en la margen izquierda se encuentran las quebradas, Mitupucro, Mantaragra y Pucayacu que

desembocan en el río Huallaga; estas quebradas son de origen tectónico de erosión.

La unidad geomorfológica más importante en el área de reconocimiento, constituye el valle del río Huallaga, cuyo origen en gran parte es tectónico, se inicia después de la confluencia de la quebrada Pucayacu con el río Pariamarca.

2.2.8. Clima y Vegetación

El clima de Atacocha es típico de la sierra del Perú, es decir, su clima Puna es frío y seco todo el año, con una temporada de lluvias de diciembre a abril. Pertenece a la región Puna Jalca según la clasificación de Pulgar Vidal. La temperatura varía entre 0°C y 25°C, mientras que la temperatura promedio anual diurna se estima en 11.5 °C. La magnitud del cambio de temperatura es inversamente proporcional a la altitud. La humedad relativa es baja, por lo que el ambiente es mayormente seco. El borrador del INRENA de flora en peligro enumera cinco tipos de flora, como Chuchuraga spinosa, que se encuentra en un estado vulnerable de protección, y Polycanus spp, que se encuentra en un estado vulnerable de protección. cantua buxifolia, con estado de conservación, desde peligro crítico en peligro y vulnerable, Buddleia incana, con estado de conservación, en peligro crítico, Myrosmodes, con estado de conservación casi amenazada.

2.2.9. Recursos

Hídrico: El recurso hídrico es abundante en la zona, durante todo el año fluye de manera constante el río Huallaga pero en épocas de verano disminuye su caudal y en invierno incrementa enormemente, en las partes altas de la quinua y san miguel, se ubican algunas lagunas y sirven para el consumo, estas lagunas vierten sus aguas al río Huallaga.

Eléctrico: La compañía minera Atacocha presenta una casa fuerza propia, donde se observa la instalación de ocho grupos eléctricos en el nivel 4000, y en el nivel 3600 apreciamos una planta de transformación para interior mina. La hidroeléctrica de Chaprín se encuentra en el Km. 340 de la carretera central, generando 5400 mega watts.

Humano: La compañía minera Atacocha cuenta con ingenieros de trayectoria con capacidad de resolver problemas del cotidiano minero, personal de apoyo entrenado y capacitado, empresas especializadas con mano de obra calificada y practicantes de las universidades del país.

2.2.10. Geología Regional

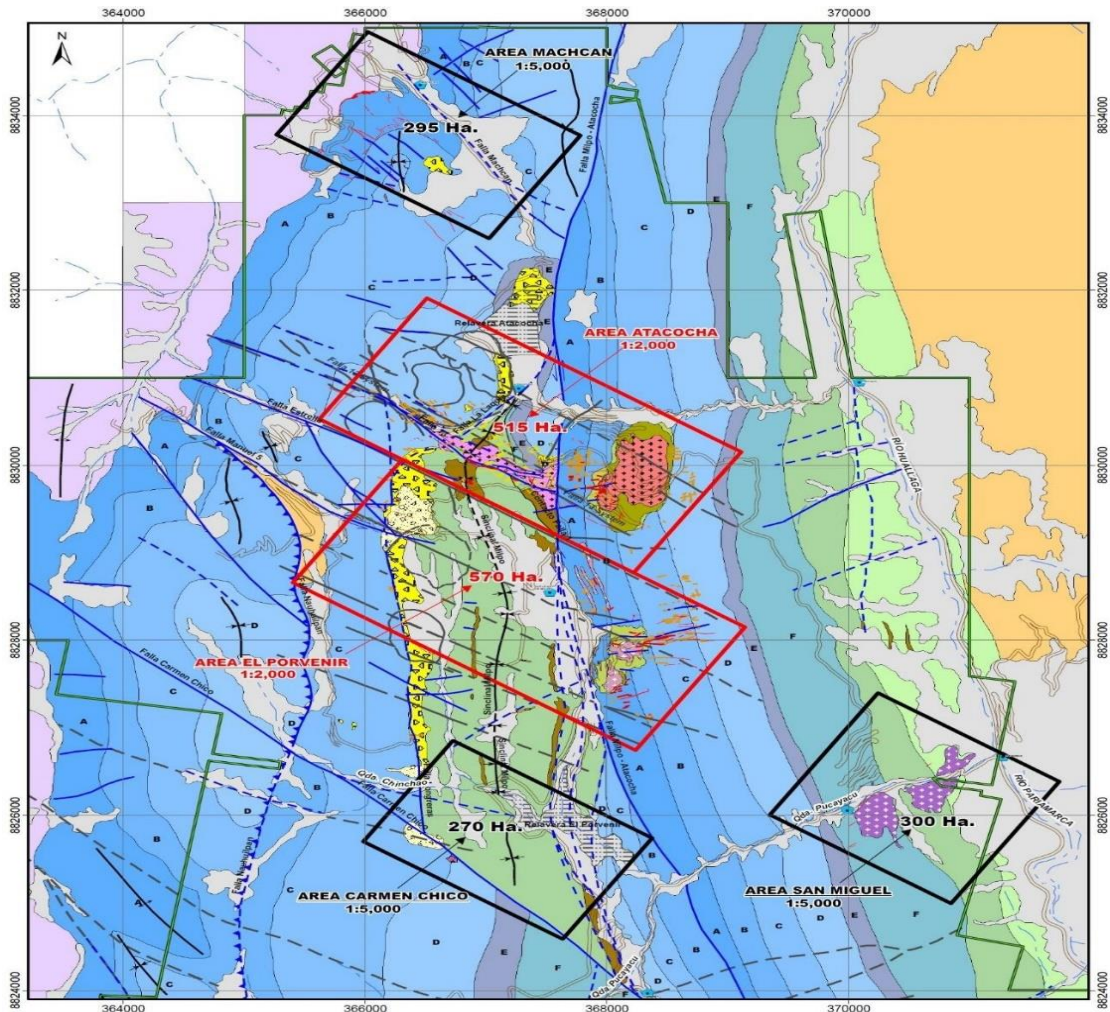
En la región de Cerro de Pasco, se ha reconocido tres cinturones magmáticos de distinta edad relacionados a yacimientos hidrotermales de la familia de los pórfidos de cobre. Un cinturón antiguo (38 a 35 Ma) ha desarrollado sistemas hidrotermales epitermales de metales preciosos del tipo “high sulfidation” en

Quicay y Pacoyán. Un segundo cinturón más joven (29-26 Ma) comprende intrusivos generalmente dacíticos que han generado skarns asociados a mineralización de Zn-Pb-Ag-Cu en Milpo, Atacocha, Machcán y Vinchos. Un tercer cinturón más joven y prolífico es aquel desarrollado entre 15 y 10 Ma y que comprende los históricos distritos mineros de Cerro de Pasco y Colquijirca. Se trata de centros volcánicos de tipo domo-diatrema, generalmente dacíticos relacionados a depósitos polimetálicos sin relación a skarn (cordilleranos) y pequeñas manifestaciones epitermales de metales preciosos de tipo "Sub epithermal.

El Yacimiento Atacocha se ubica en los Andes Centrales del Perú en un contexto geológico regional constituido por rocas metamórficas, sedimentarias e intrusivas del Paleozoico, Mesozoico y Cenozoico, respectivamente separadas por discordancias de erosión.

Por los sistemas de fallas NS y NW– SE, donde se emplazan los distritos mineros de Cerro de Pasco- Colquijirca y sistema estructural Norte– Sur (primario) y Este–Oeste (secundario) de Milpo–Atacocha–Machcán hacia la base de las secuencias.

Plano 2: Plano Geológico Regional



Fuente: Departamento de geología mina Atacocha

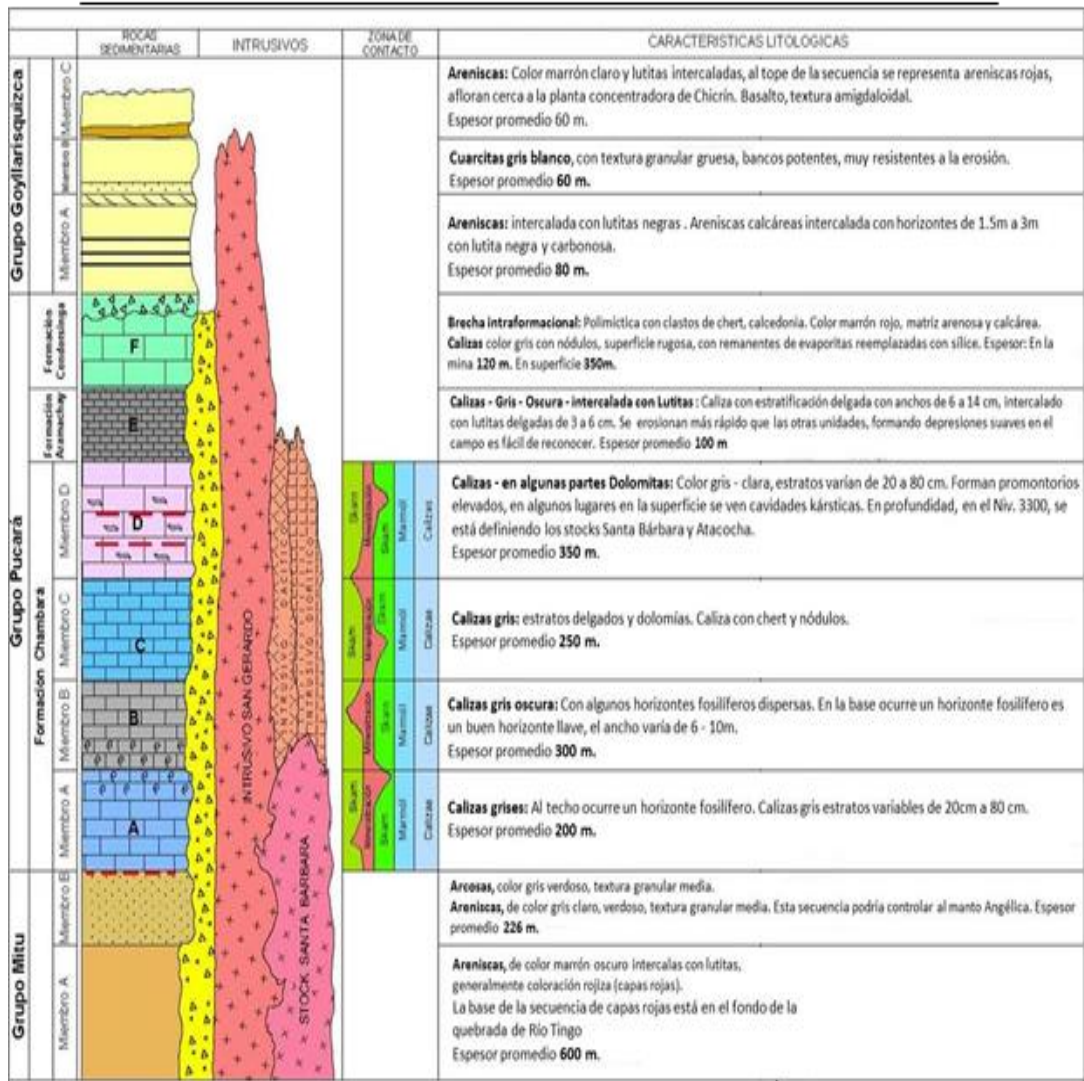
2.2.11. Estratigrafía

El área está constituida por la facie sedimentaria de la Cuenca Occidental Peruana con unidades rocosas cuyas edades van desde el Pérmico hasta el Cretáceo, en forma muy localizada se hallan las rocas intrusivas en forma de rocas plutónicas e hipabisales. Las unidades estratigráficas y rocas intrusivas están cubiertas por depósitos cuaternarios de diferente naturaleza, origen y composición. A continuación, se describen las características generales de las unidades litológicas.

Grupo Mitu (Ps-m): Esta unidad aflora al este de las quebradas Quiparagra y Pariamarca, está constituida por areniscas con conglomerados polimícticos, en estratos con espesores medios a gruesos, con estratificación sesgada, con niveles de arenisca fina y conglomerados, generalmente de color rojo ladrillo a púrpura, que se halla discordantemente debajo de las calizas del Grupo Pucará. Pertenece al Pérmico.

Formación Chambará (Tr-ch): Estas rocas forma parte del Grupo Pucará que constituye la estructura principal de la cuenca alta del río Huallaga; está constituida por calizas masivas, de grano fino, de color gris algo azulino en estado inalterado y color gris marrón en estado intemperizado.

Gráfico 3: Columna estratigráfica



Fuente: Departamento de Geología

Esta unidad contiene chert de formas irregulares, en algunos sitios son bituminosos, eventualmente se observan calizas dolomíticas con margas y lutitas; el contacto con las rocas del Grupo Mitu es discordante. En la margen izquierda del valle del río Huallaga, a la altura de Chicrín, están escarpados por el buzamiento de los estratos plegados. Se formó en el Triásico superior.

Formación Aramachay (Ji-a): Esta unidad está constituida por calizas con estructura tubular y con variable porcentaje de fósiles, con niveles de margas, de color gris oscuro; se caracteriza por ser betuminoso, poco resistente a la erosión; estas rocas ocurren en la margen derecha del valle del río Huallaga en forma de una franja delgada, en algunos sitios se halla comprimida y en estratos con buzamientos sub-verticales; se caracterizan por ser muy susceptible a la erosión. Pertenecen al Jurásico inferior.

Formación Condorsinga (Ji-c): Las rocas de esta unidad están constituidas por calizas grises que afloran en capas delgadas, bien estratificadas y ligeramente masivas, en algunos sectores esta unidad contiene horizontes de calizas dolomíticas, en el área de la mina Atacocha tiene una coloración de gris a gris marrón claro y hacia el tope grada a margas gris blanquecinas, ocasionalmente contiene nódulos de chert y estratificación sesgada; en la margen izquierda del valle aflora en forma paralela a la Formación Aramachay y al Grupo Goyllarisquizga; en la quebrada Pariamarca aflora en ambos márgenes y está afectada por fallas. Se formó en el Jurásico inferior.

Grupo Goyllarisquizga (Ki-g): Esta unidad aflora en forma de una franja paralela a las unidades anteriormente descritas, en la margen izquierda del valle del río Huallaga y en forma más continua cerca de la divisoria de aguas de la cuenca alta, está conformada por areniscas con algunos horizontes de conglomerados, en estratos delgados. Esta unidad tiene

estratificación cruzada, con una coloración rojiza a gris rojiza, en muestra presenta granulometría media a gruesa, con formas angulosas a sub redondeadas, en el área contiene como matriz o cementante limolitas y arcillitas. Se formó en el Cretáceo inferior.

Formación Chúlec (Ki-ch): En gran parte del valle del río Huallaga y en el área de reconocimiento se ubica en ambas márgenes del Huallaga, constituido por calizas que afloran en estratos predominantemente de mediano espesor, con intercalaciones de calizas margosas y margas de color gris a gris marrón claro hasta pardo. En la quebrada Pucayacu y cerca de la quebrada Pariatambo forman un anticlinal; en el área de la Mina Atacocha y Chicrín se le conoce como Formación Machay y calizas Chicrín, en otras áreas de la cabecera de la cuenca forma anticlinales y sinclinales. Sobreyace concordantemente sobre el Grupo Goyllarisquizga. Se formó en el Cretáceo inferior.

Formación Casapalca (KP-ca): Está constituida por las capas rojas, consistentes en areniscas con conglomerados, de colores rojizos, con niveles de caliza gris blanquecinas; en el área aflora predominantemente en la margen derecha del valle del río Huallaga, desde las inmediaciones de la quebrada Pariamarca hasta antes de la quebrada Ticlacayán, donde forma un anticlinal.

Depósitos Cuaternarios: Tapizando a las unidades rocosas anteriormente descritas están los depósitos cuaternarios, con espesores y amplitudes muy variables; mantienen cierta

continuidad y espesor en las laderas con pendiente suave a moderado y con continuidad en las áreas de las cubetas, lagunas y peneplanicies; los principales depósitos son los siguientes:

- Depósitos Glaciares (Q-gl): Estos depósitos están en forma muy localizada en la parte alta del área de reconocimiento, donde se aprecian en forma de restos de antiguos morrenas, las más resaltantes se hallan en las inmediaciones de la laguna Tauli, donde las morrenas se hallan parcialmente consolidadas.
- Depósitos Fluvio-glaciares (Q-fg): Estos materiales se encuentran en el lecho de las quebradas de origen glaciar, circos glaciares, cubetas y áreas adyacentes a las lagunas; en la mayoría de estos lugares están constituidos por una mezcla mal gradada de limos con arena y grava, con poco porcentaje de fracciones gruesas, se hallan parcialmente compactas, en algunos lugares contiene materia orgánica con espesores muy variables, de color marrón grisáceo a marrón algo anaranjado.
- Depósitos Lacustres: Se observan en los cortes naturales adyacentes a las lagunas y cubetas, así como en el área de emplazamiento de las lagunas; estos depósitos están constituidos por arcillas, arenas, arenas- limosas o arenas arcillosas, limos; que ocurren en lentes y capas estratificadas y/o intercaladas, con espesores muy

variables y colores, hacia el sub-suelo se hallan saturadas por las aguas puntualmente en algunos lugares contienen turba; en la laguna Tauli estos depósitos ocurren en el fondo de la cubeta.

- Depósitos Diluviales: Estos depósitos ocurren en forma predominante en el área de reconocimiento geodinámico, con espesores muy variables; están constituidos por limos arenosos con diferente porcentaje de gravas y fragmentos rocosos, generalmente con regular compacidad, estos materiales se hallan cubriendo parte de las laderas y las áreas de cultivo y en estos depósitos se fijan la vegetación nativa, en las laderas de pendiente media a suave alcanzan los mayores espesores estimados desde 0,50 hasta más de 400m.en algunos sitios; su coloración es variable dependiendo de la composición litológica de las rocas generadoras.
- Depósitos Aluviales: Están constituidos por mezclas de fragmentos rocosos del tamaño de bolones, cantos rodados con relleno en diferentes porcentajes de gravas, arenas y algo de material fino; las partículas tienen formas predominantemente sub-angulosos a sub- redondeadas de composición litológica muy variable y con espesores pequeños en las quebradas y de algunas decenas de metros en el área de Chicrín y áreas donde se proyectan las presas de relaves, estos depósitos generalmente son

suelos y saturados en el subsuelo, su coloración predominante es grisáceo.

- Depósitos Fluviales: Estos depósitos se hallan en el cauce actual de las quebradas principales y en el cauce del río Huallaga, están constituidas por una mezcla mal gradada de fragmentos rocosos desde el tamaño de bloques hasta arenas, con formas redondeadas y composición poli mixtica con espesores estimados menores a 2 m. y de colores generalmente grisáceos.
- Depósitos Coluviales: Están constituidos predominantemente por mezclas de fragmentos de rocas de diferentes tamaños y formas angulosas; los más antiguos contienen como relleno arenas y granos finos; estos materiales se acumulan al pie de algunas laderas rocosas de notoria pendiente donde han caído por gravedad. Estas acumulaciones varían de espesor y generalmente tienen alta porosidad; se observan en forma muy localizada, en algunos márgenes de las quebradas y en el valle del río Huallaga, puntualmente en algunas laderas, están asociados al notorio grado de fracturamiento que presentan las rocas.
- Depósitos de conos de deyección: Constituyen acumulaciones de mezclas de fragmentos de roca con

arenas y material fino, transportados en forma de flujos de lodo durante las máximas precipitaciones y depositados cerca de la confluencia de las quebradas secundarias en las principales y/o en algunos lugares del valle del río Huallaga, en forma de abanicos; las principales características de estos materiales es la forma sub-angular de los granos y partículas con espesores muy variables, los más antiguos se hallan con notoria compacidad.

Rocas Intrusivas: Se identifican tres cuerpos de intrusivo: Santa Bárbara, Atacocha y San Gerardo. Estos dos últimos stocks están separados en superficie pero en profundidad se unen, razón por la cual se le considera como un solo cuerpo intrusivo. Los intrusivos comprenden edades radiométricas que van entre 29.5 hasta 29.8 Ma, además de diques de composición similar a los intrusivos.

Santa Bárbara.- Intrusivo de composición diorítica a cuarzo diorita con menor desarrollo de biotitas, se encuentra en la Falla Milpo-Atacocha por la Quebrada Chicrin y está emplazado en las unidades B y C del Chambará, formando un skarn a contacto en las calizas y constituye la roca caja de los cuerpos y vetas.

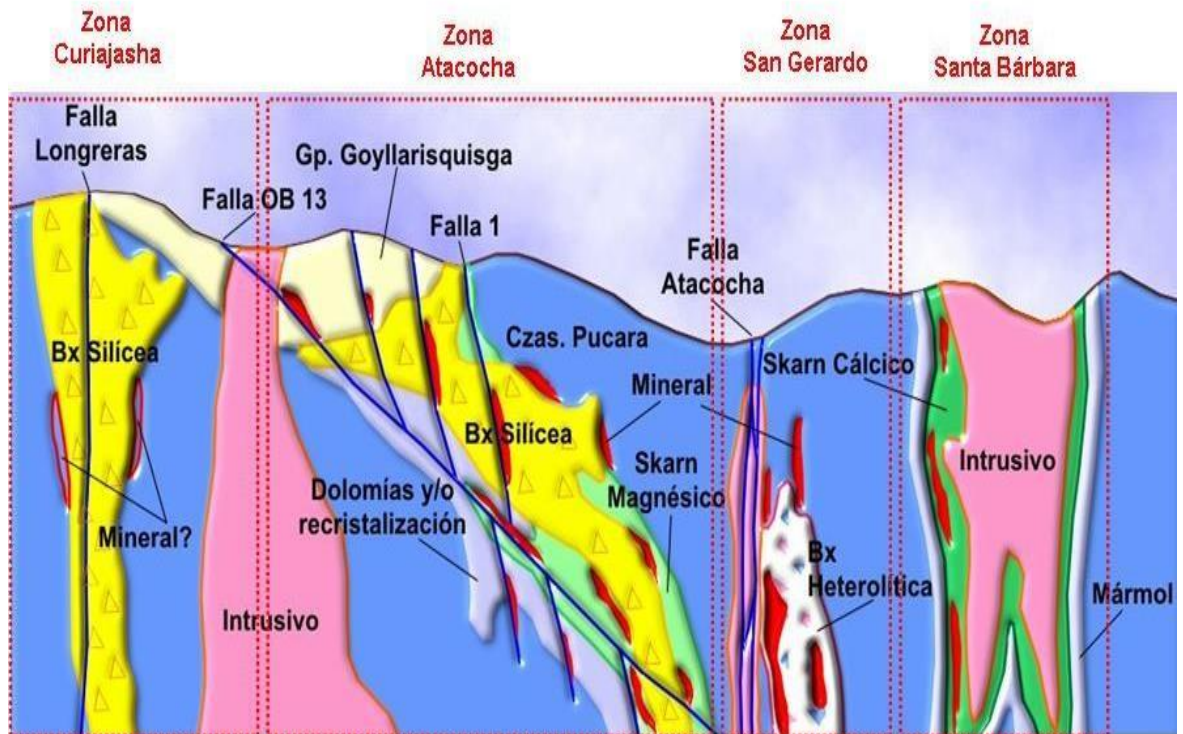
Atacocha-San Gerardo.- Se caracteriza por su composición cuarzo-diorita, se ubica al oeste y en contacto con la Falla Milpo-Atacocha desarrollándose al oeste de la falla 13. En superficie corta de oeste a este de las calizas de Aramachay y Condorsinga así como las areniscas Goyllarisquizga formando skarn en las

calizas y sílice arcillas en las areniscas, originando dos tipos de mineralización, en las calizas polimetálicos con Zn, Pb y Ag y en las areniscas epitermal con Au, Ag y Pb.

2.2.12. Geología Local

La mineralización en Atacocha se dividen en zonas consistente en vetas y cuerpos irregulares desarrolladas a lo largo de las estructuras y próximo a las intersecciones estructurales. El control primario en la localización de la mineralización de Atacocha parece ser la intersección entre las fallas de orientación NW (Orebody 13) y el N-S (falla N°1), además presencia de cuerpos en skarn de gran similitud a los de Santa Bárbara, toda la mineralización se relaciona a la interacción de estas dos estructuras. El depósito de Atacocha se puede dividir en cinco áreas complejas alrededor del mineral; el cuerpo mineral No. 13 y su estructura relacionada, la composición central del mineral relacionado con la falla No.1, el sistema de vetas de San Gerardo, el sistema de vetas Santa Cecilia y Curiajasha Ver gráfico 4: Figura esquematización geológica- Yacimiento Atacocha.

Gráfico 4: Esquematación Geológica-Yacimiento Atacocha



Fuente: Departamento de Geología Unidad Atacocha

2.2.13. Características Mineralógicas de Tipos y Estilos de Mineralización

Según las características mineralógicas, alteración, roca caja, modo de emplazamiento, relleno y/o reemplazamiento, distribución espacial, proximidad de intrusivo, etc. Se ha definido los siguientes tipos y estilos de mineralización:

- Cuerpos de Skarn (Santa Bárbara, Pradera-Vasconia) estos cuerpos de skarn se caracteriza por la siguiente asociación mineralógica pirita, calcopirita, esfalerita, galena y en algunos lugares se observan pirrotita, pirita 11, bournonita y covelita predominando las piritas en los niveles inferiores.

- Brechas calcáreas (Anita, Cristina) La mena se encuentra en matriz constituida por pirita, esfalerita, galena, sulfuros finos. Además se han identificado la asociación de pirita, oropimente, rejalgam y sulfuros finos (Nivel 3600 hacia los contactos de la brecha) , se tiene calizas marmolizadas con débil mineralización.
- Brechas Heterolíticas (OB-17, OB-15) La mena se encuentra principalmente en la matriz de la brecha heterolítica y consta de pirita, esfalerita, galena, sulfuros finos, hacia la denominada veta T se observa pirita 1, pirita II siendo la esfalerita de coloración clara.
- Vetas (Veta-P, Veta-R) La mena consta de venillas de mena asociada a venas de skarn en contacto con mármol, la mineralogía consta de pirita, calcopirita, esfalerita, galena, cuarzo y carbonatos.
- Brechas Silíceas (OB-9) La roca consta de brecha silícea la mena esta en venas de pirita, galena, esfalerita, sulfuros finos, distribuidos en la matriz de sílice-sericita-arcillas.
- Brechas Heterolecitas (OB-13B, OB-13C) La mineralogía es de pirita, calcopirita, esfalerita, galena y sulfuros finos, distribuida en la matriz de las brechas, también se observa mineralización en los contactos con mármol. Esta asociación es de esfalerita, galena, pirita.

- Cuerpos de mármol (OB-13) Presenta la asociación mineralógica de pirita, esfalerita, galena, calcopirita y sulfuros finos, se encuentra emplazada como cuerpos de reemplazamiento en skarn de granates verdes, mármol, sílice en la parte central

2.2.14. Mineralogía

La mineralogía consiste en galena argentífera, esfalerita, calcopirita y en menor proporción oro en ganga de pirita, cuarzo, calcita, rodocrosita y fluorita. La zonación de mineral se observa en dimensiones verticales y horizontales. Los niveles superiores del sistema son más ricos en Pb y Ag, mientras que el Zn, Cu y Au aumentan en profundidad. Las leyes de Ag son relativamente estables a lo largo del sistema, la plata ocurre en galena argentífera en los niveles superiores y como sulfosales de Ag y cosalita en profundidad.

Minerales de Mena:

- Esfalerita : SZn .
- Calcopirita : $S2FeCu$.
- Galena : SPb .
- Argentita : $SAg2$
- Tetraedrita : $S13Sb4 (Cu,Ag,Fe,Zn)12$

Minerales de Ganga:

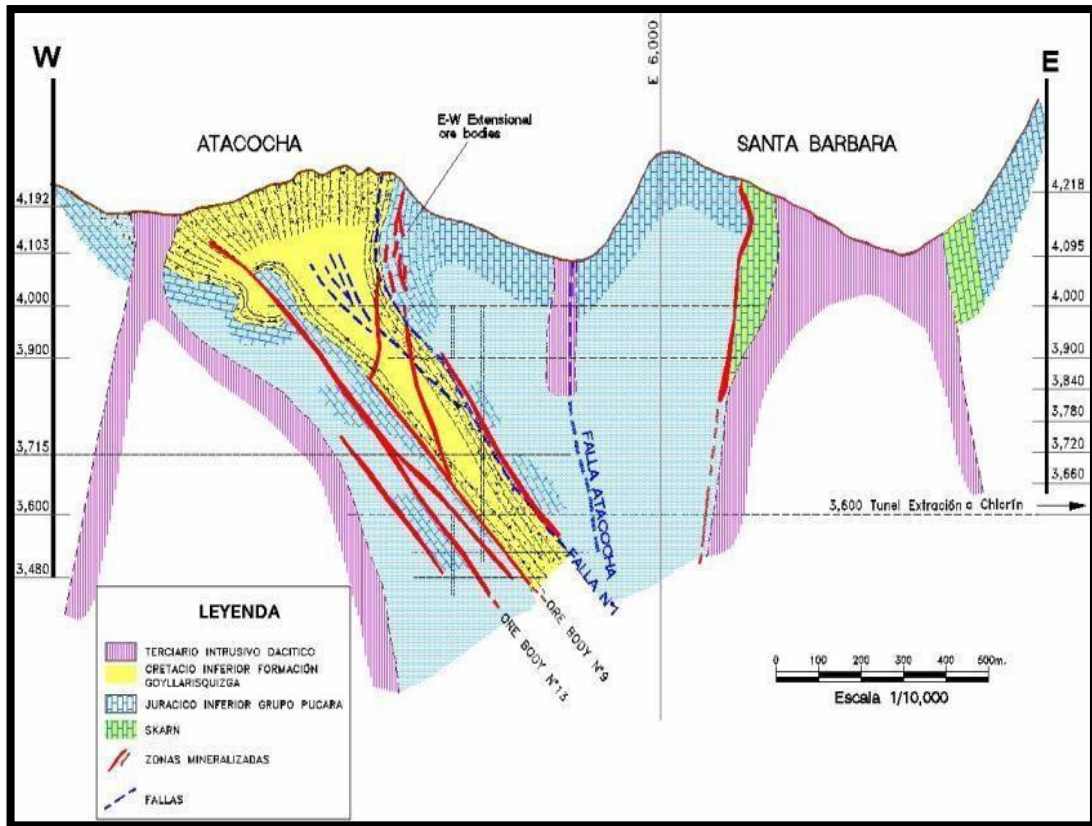
- Pirita : $S2Fe$.

- Calcita : CO_3Ca
- Wollastonita : SiO_3Ca .
- Rodocrosita : CO_3Mn .
- Rejalgar : SAs.

2.2.15. Geología Estructural:

Se observan dos zonas estructurales separadas por la falla Atacocha, la primera es la sección Santa Bárbara que se encuentra al Este de la Falla Atacocha en el homoclinal con dirección general Norte-Sur siendo la parte Sur de rumbo Norte-Noroeste, la parte central es Norte-Sur y la parte norte con dirección Noreste que implica fuerte control estructural. La sección Atacocha está al Oeste de la falla Atacocha y se ubica en profundidad y a lo largo del eje del sinclinal fallado y volcado, con dirección casi Norte-Sur, lo cual indica fuerte compresión hacia el Este. En esta sección a medida que se profundiza hacia el Sur se caracterizan mayores ocurrencias de cuerpos intrusivos que en realidad constituyen diques con dirección Norte-Sur.

Gráfico 5: Perfil Geológico del Yacimiento



Fuente: Departamento de geología de la Unidad Minera

Dirección general Norte-Sur siendo la parte Sur de rumbo Norte-Noroeste, la parte central es Norte-Sur y la parte norte con dirección Noreste que implica fuerte control estructural. La sección Atacocha está al Oeste de la falla Atacocha y se ubica en profundidad y a lo largo del eje del sinclinal fallado y volcado, con dirección casi Norte-Sur, lo cual indica fuerte compresión hacia el Este. En esta sección a medida que se profundiza hacia el Sur se caracterizan mayores ocurrencias de cuerpos intrusivos que en realidad constituyen diques con dirección Norte-Sur.

Se han determinado tres sistemas o cuerpos intrusivos, el primero son los intrusivos que son de dos direcciones principales uno NS (Santa Bárbara) y el otro NW (San Gerardo), el segundo es el sistema silíceo de dirección Norte-Sur y el tercero es el conjunto de Brechas Heterolíticas de dirección principal Norte-Sur, con fuerte control estructural relacionado a las fallas Atacocha, 1 y 13. Un segundo control de emplazamiento de intrusivos corresponde a las direcciones Norte-Sur y buzamientos subverticales de secuencias de estratificación que se muestran claramente debajo de los niveles 3600 en la sección 3 y 3900 en la sección 2-4.

2.2.16. Recursos y Reservas de Mineral:

2.2.16.1. Recursos

Un Recurso se sustenta en interpretaciones con sólidas bases geológicas, apoyados en exploraciones geológicas, mineras y/o sondajes diamantinos.

Recurso Mineral Inferido: Esto es parte de los recursos minerales, a través de los cuales se pueden estimar con poca confianza el tonelaje, la ley y el contenido mineral e infiere con base en evidencia geológica y se asume que tiene continuidad geológica o legal, pero no se ha probado. Se basa en información inferida a través de tecnología apropiada, como afloramientos, acequias, pozos, labranza y perforación, etc., que pueden estar restringidos o cuya calidad y confiabilidad son inciertas.

Recurso Mineral Indicado: Es aquella parte de un Recurso Mineral para el cual puede estimarse con un nivel razonable de confianza el tonelaje, densidad, forma, características físicas, ley y contenido mineral. Se basa en información sobre exploración, muestreo y pruebas reunidas mediante técnicas apropiadas en ubicaciones como: afloramientos, zanjas, rajos, túneles, laboreos y sondajes. Las ubicaciones están demasiado espaciadas o su espaciamiento es inapropiado para confirmar continuidad geológica y/o de ley, pero está espaciada con suficiente cercanía para que se pueda suponer continuidad.

Recurso Mineral Medido: Es aquella parte de un Recurso Mineral para el cual puede estimarse con un alto nivel de confianza el tonelaje, su densidad, forma, características físicas, ley y contenido de mineral. Se basa en exploración detallada y confiable, información sobre muestreo y pruebas obtenidas mediante técnicas apropiadas de lugares como afloramientos, zanjas, rajos, túneles, laboreos y Sondajes. Las ubicaciones están espaciadas con suficiente cercanía para confirmar continuidad geológica y/o de ley.

2.2.16.2. Reservas

Es la parte económicamente explotable de un Recurso Mineral Medido o Indicado. Incluye dilución de materiales y tolerancias por pérdidas que se puedan producir cuando se extraiga el material. Se realizan evaluaciones apropiadas, que pueden incluir estudios de factibilidad. Las Reservas de Mineral se subdividen en orden

creciente de confianza en Reservas Probables Minerales y Reservas Probadas Minerales.

Reservas Probables Minerales.- Es la parte económicamente explotable de un Recurso Mineral Indicado y en algunas circunstancias Recurso Mineral Medido.

Reservas Probadas Minerales.- Es la parte económicamente explotable de un Recurso Mineral Medido.

Gráfico 6: Cubicación de Reservas

Cubicación		31 de Diciembre del 2015				
		Cut Off - NSR = 32.35 US \$/t				
Reservas	(t)	Zn (%)	Pb (%)	Cu (%)	Ag (oz/t)	NSR (US\$/t)
Reserva Probada	1,527,179	2.42	1.32	0.15	1.94	55.75
Reserva Probable	6,495,208	2.45	1.10	0.23	1.82	53.15
Total Reservas (*)	8,022,387	2.44	1.14	0.22	1.85	53.64

Recursos	(t)	Zn (%)	Pb (%)	Cu (%)	Ag (oz/t)	NSR (US\$/t)
Recurso Medido	2,374,465	3.29	1.13	0.30	1.91	63.05
Recursos Indicado	4,468,392	2.46	1.16	0.19	1.63	52.56
Recursos Medidos en Puentes	966,987	4.20	1.94	0.33	3.06	90.66
Recursos Indicado en Puentes	312,980	3.78	1.73	0.33	2.73	81.41
Sub Total Recursos (a)	8,122,822	2.96	1.27	0.24	1.93	61.27

Recursos Inferidos (b)	16,058,770	3.74	1.79	0.31	2.55	80.28
------------------------	------------	------	------	------	------	-------

Total Recursos (a+b)	24,181,593					
-----------------------------	-------------------	--	--	--	--	--

RECURSOS + RESERVAS	32,203,980
----------------------------	-------------------

Fuente: Departamento de planeamiento.

2.3. Definición de términos básicos

Alteración: Proceso de modificación de los minerales y rocas por acción de los agentes de erosión: agua, viento, hielo sol, etc.

Angulo de fricción: Es la pendiente de la tensión de corte relacionado con la tensión normal. El ángulo de fricción (ϕ), y la cohesión (c) se relacionan a la tensión normal (σ), y tensión de corte (τ); por la ecuación: $\tau = c + \sigma \cdot \tan(\phi)$.

Equilibrio límite: Consisten en comparar las fuerzas desestabilizadoras con las fuerzas resistentes a lo largo de una determinada superficie de ruptura.

Explotación: Es la acción y efecto de explotar un conjunto de elementos de una industria efectiva.

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

Estabilidad: Del verbo estabilizar; en minería, significa dar permanencia firme y constante a las excavaciones subterráneas y a los taludes de labores a cielo abierto. En las operaciones subterráneas, la estabilidad se logra de alguna manera mediante rellenos, pernos, mallas y otros elementos que pueden potenciar las operaciones mineras mediante el uso de métodos de soporte con soportes metálicos.

Geomecánica: Es la ciencia teórica y aplicada que se encarga del estudio del comportamiento mecánico de la roca y de las fuerzas inducidas como

resultado de una excavación subterránea, dando una solución más favorable al problema del sostenimiento en las labores mineras.

Logueo: Actividad que se desarrolla para registrar en un reporte las características geológicas, mineralógicas alteraciones y estructuras de una muestra obtenida por perforación diamantina denominada testigo.

Macizo rocoso: El macizo rocoso es el conjunto de los bloques de matriz rocosa y de discontinuidades. Mecánicamente son medios discontinuos, anisótropos y heterogéneos, por lo que su clasificación es fundamental en Geomecánica.

Mapeo geomecánico: Es el conjunto de actividades que se realiza para registrar en un reporte (hoja de mapeo) las características físicas del macizo rocoso, estructuras, discontinuidades, alteraciones, presencia de agua para luego ser analizado y emitir las recomendaciones a Operaciones Mina como una acción preventiva para aplicar o no el soporte adecuado.

Pilar: Un bloque de mineral sólido u otra roca que se deja en el lugar para soportar estructuralmente las paredes o el techo de una mina.

Sostenimiento: Cuando las condiciones de inestabilidad y seguridad requieren una obra, es la mejora que necesita la obra. Para obtener un buen apoyo, el macizo rocoso debe ser investigado y evaluado correctamente para seleccionar el elemento de apoyo correcto.

2.4. Formulación de hipótesis

2.4.1. Hipótesis General

Si se realiza la evaluación geomecánica de la estructura mineralizada veta 23; entonces se efectuará el modelamiento del

dimensionamiento de taje y pilar de seguridad en la Compañía Minera Milpo S.A.A. Unidad Atacocha.

2.4.2. Hipótesis Específica

- a) A través de la evaluación geomecánica en la estructura mineralizada veta 23 se determinaría la calidad de la masa mineralizada, en la Compañía Minera Milpo S.A.A. – Unidad Atacocha.
- b) Con el modelamiento geomecánico de la veta 23 se efectuaría el dimensionamiento de tajeo y pilar de seguridad, Compañía Minera Milpo S.A.A. Unidad Atacocha.

2.5. Identificación de variables

2.5.1. Definición Conceptual de Variable

2.5.1.1. Variable Independiente:

Evaluación geomecánica de la estructura mineralizada de la veta 23.

La geomecánica se puede definir como la ciencia que estudia el comportamiento de las rocas y masas rocosas en respuesta a los campos de fuerza y condiciones del medio rocoso.

La evaluación geomecánica es una técnica minero-geológico, que nos permite determinar la calidad del macizo rocoso, a través de diferentes parámetros como del RMR:

- a) Resistencia a la compresión del material rocoso.
- b) Índice de la calidad de la roca

- c) Espaciamiento de las discontinuidades
- d) Estado de las discontinuidades
- e) Estado del agua subterránea
- f) Orientación de las discontinuidades.

2.5.1.2. Variable Dependiente

Modelamiento para el dimensionamiento de tajeo y pilar de seguridad.

En el minado subterráneo se realizan excavaciones para crear espacios con distintos cometidos, como en nuestro caso para la extracción del mineral, actualmente con técnicas constructivas de obras subterráneas, engloban ciencia, ingeniería y arte. En el estudio, para mantener la estabilidad de la masa rocosa es imprescindible el modelamiento de tajeo y pilar de seguridad, con el fin de conocer las cargas de esfuerzos que soporta el pilar a través de técnicas técnicas científicos.

2.6. Definición operacional de variables e indicadores

Variables	INDICADORES
VARIABLE INDEPENDIENTE: Evaluación geomecánica de la estructura mineralizada de la veta 23.	<ul style="list-style-type: none"> - Propiedades de las discontinuidades. - Condiciones de la masa mineralizada. - Índices geomecánicos.

	<ul style="list-style-type: none"> - El Criterio RMR de Bieniawshi. - El índice Q de Bartón - Criterio empírico de Hoek y Brown - Método gráfico de Estabilidad de Mathew.
<p>VARIABLE DEPENDIENTE:</p> <p>Modelamiento para el dimensionamiento de tajeo y pilar de seguridad.</p>	<ul style="list-style-type: none"> - Número de estabilidad. - Radio hidráulico. - Análisis estereográfico. - Gráfico de Potvin. - Clasificación geomecánica Q.

CAPITULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación

Por el tipo de investigación, el presente estudio reúne las condiciones metodológicas de una investigación aplicada razón que se utilizan los conocimientos para determinar la calidad de la masa mineralizada, a fin de realizar el análisis en relación a la evaluación geomecánica y modelamiento.

De acuerdo a la naturaleza del estudio de investigación, reúne por su nivel las características de un estudio descriptivo y de análisis.

3.2. Métodos de investigación

El método que se empleará en la investigación corresponde a las leyes objetivas que se tiene de la estructura mineralizada y la masa rocosa, en el modelamiento para el dimensionamiento de tajeo y pilar de seguridad.

3.3. Diseño de investigación

El diseño de la investigación se refiere a las estrategias adoptadas por los investigadores para hacer frente a los problemas, dificultades o inconvenientes que surgen en la investigación. Esto incluye señalar rutas y objetivos de forma clara y precisa. Por tanto, en principio, determinar el área del problema será el primer paso: determinar plenamente el problema a resolver; este será el segundo paso; determinar la meta a alcanzar, o determinar la meta que la investigación pretende alcanzar; para ello, se debe definir el procedimiento. La presente investigación es aplicada a la razón.

3.4. Población y muestra

En el presente estudio se considera como población al área global conjunta de la masa rocosa y mineralizada, en relación a las labores subterráneas, que presenta un efecto de desequilibrio en la masa rocosa y/o estructura mineralizada al realizar la excavación subterránea, como son: rampas, galerías, niveles, subniveles, ventanas, cruceros, chimeneas, orepockets, drop points y tajeos de explotación.

Como muestra se considera el dimensionamiento de tajeo y pilar de seguridad que se encuentra en la veta 23 en la Compañía Minera milpo S.A.A. – Unidad Atacocha, ya que se trata parte de la explotación subterránea con aplicación geomecánica y a partir de ello se realiza el modelamiento para su descripción y análisis respectivamente.

3.5. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.5.1. Técnicas.

Búsqueda de Información Bibliográfica

Observación Directa: La mayor parte de la investigación se realiza en el lugar insitu de análisis a través de mapeos geomecánicos, por lo que los resultados obtenidos, son de plena confianza.

Entrevistas No Estructuradas: La entrevista no estructurada o informal, se realiza por medio de conversaciones y preguntas sencillas a los ingenieros involucrados en el tema, como también a los trabajadores conocedores de dicho trabajo.

3.5.2. Instrumentos.

Los instrumentos de recolección de datos utilizados son: Martillo Schmidt, Equipo de Franklin, Brújula.

3.5.3. Herramientas:

- Libros teóricos de mecánica de rocas y de geomecánica.
- Inspecciones planificadas.
- Check list.
- Informes de mapeo geomecánico.
- Uso y manejo de softwares aplicados a la masa rocosa.

3.6. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

Se utilizará equipos, máquinas y herramientas de informática para el análisis de la data. También se requerirán de planos a escalas más usadas,

calculadoras y otro instrumental necesario; para el procesamiento, es decir para la evaluación geomecánica e integración de tajeos, se hará uso de técnicas de modelamiento y manejo de software especializado hasta la culminación de la misma.

3.7. Tratamiento estadístico

El tratamiento estadístico en el presente trabajo de investigación se desarrollo en su mayoría con el apoyo del programa rocscience-dips

3.8. Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación

3.8.1. Selección de instrumentos de investigación

La selección de herramientas de investigación se realiza mediante el desarrollo de procedimientos rutinarios en cada etapa y las técnicas aprendidas en el corredor universitario.

3.8.2. Validación

La validación de este trabajo de investigación estará dada por el análisis geomecanico aplicado a la roca en la estructura mineralizada veta 23 y con el trabajo de los softwares respectivos.

3.8.3. Confiabilidad

La confiabilidad de los resultados depende de la experiencia del personal muestrero al que se encargó la correcta toma de muestras, y todos debemos esforzarnos al máximo para realizar este trabajo.

3.9. Orientación ética

Uno de los pilares fundamentales de todo proyecto minero es la responsabilidad social, a partir de ese punto este trabajo de investigación tendrá como objetivo principal la contribución al desarrollo sostenible de una minería responsable y sostenible con la sociedad y el medio ambiente.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo

La veta 23 se encuentra a lo largo de la frontera entre el skarn de calcosilicatos y alteración de mármol dentro de las calizas; estas zonas de skarn se encuentran controladas por la presencia de varios apófisis de intrusivos al stock principal. La mineralización consiste de esfalerita con chalcopirita y en menor proporción galena. Conforme al mapeo geológico entregado por el área de geología se observa que se tiene una litología de las cajas consistentes de skarn y brechas

4.1.1. Explotación minera

4.1.1.1. Programa de Produccion de Mineral

El plan de producción del 2018, está sustentado por el inventario de reservas al 30 de diciembre del 2014, el programa de producción contempla el cumplimiento del programa de avances

en sus diferentes fases en la parte Alta, Intermedia y Profundización, con la finalidad de llegar al objetivo de producción de 1'563,660 toneladas de mineral.

La producción diaria de mina se mantendrá en un nivel de 4,380 tpd, todo el laborero minero considerado en el 2016 (avances), son planeados para sostener la producción a 4,380 tpd en las 3 zonas, Alta, Intermedia y Profundización de los sectores Atacocha, San Gerardo y Sta. Bárbara. La extracción del mineral se realizará utilizando el sistema de transporte por camiones, pique y locomotora. Ver tabla 3: Cuadro resumen de producción.

4.1.1.2. Programa de Avances Lineales

Durante al año 2018, los avances horizontales a realizar suman un total de 14,323 metros y 1,295 metros en avances verticales. Ver las siguientes tablas:

Tabla 3: Cuadro de resumen de avances del 2018-HORIZONTALES

Verticalidad	ene-18	feb-18	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18	Total
Hz	1,200	1,205	1,168	1,208	1,307	1,231	1,236	1,272	1,197	1,145	1,068	1,086	14,323

Fuente: Departamento de planeamiento.

Tabla 4: Cuadro de resumen de avances del 2018- FASES

Fase	ene-18	feb-18	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18	Total
Desarrollo	558	558	588	565	579	470	550	500	520	490	470	456	6,304
Preparación	322	347	290	198	308	286	286	342	252	175	128	120	3,054
Exploración	320	300	290	445	420	475	400	430	425	480	470	510	4,965
Total general	1,200	1,205	1,168	1,208	1,307	1,231	1,236	1,272	1,197	1,145	1,068	1,086	14,323

Fuente: Departamento de planeamiento

4.1.2. Metodo de explotación

El método de explotación actualmente empleado para la extracción de mineral de la Unidad Atacocha - Milpo, es Corte y Relleno Ascendente Mecanizado, con Perforación Horizontal (Breasting).

La explotación está centrada en los 3 sectores: Atacocha, San Gerardo y Santa Bárbara. Se cuenta con jumbos electrohidráulicos, Scoop's de 6 yardas cúbicas, Dumper's de 20 t, Scissor Bolter's, Scissor Lift's, Anfo Loader's y Volquetes de 25 t, para una producción de 4,380 tpd.

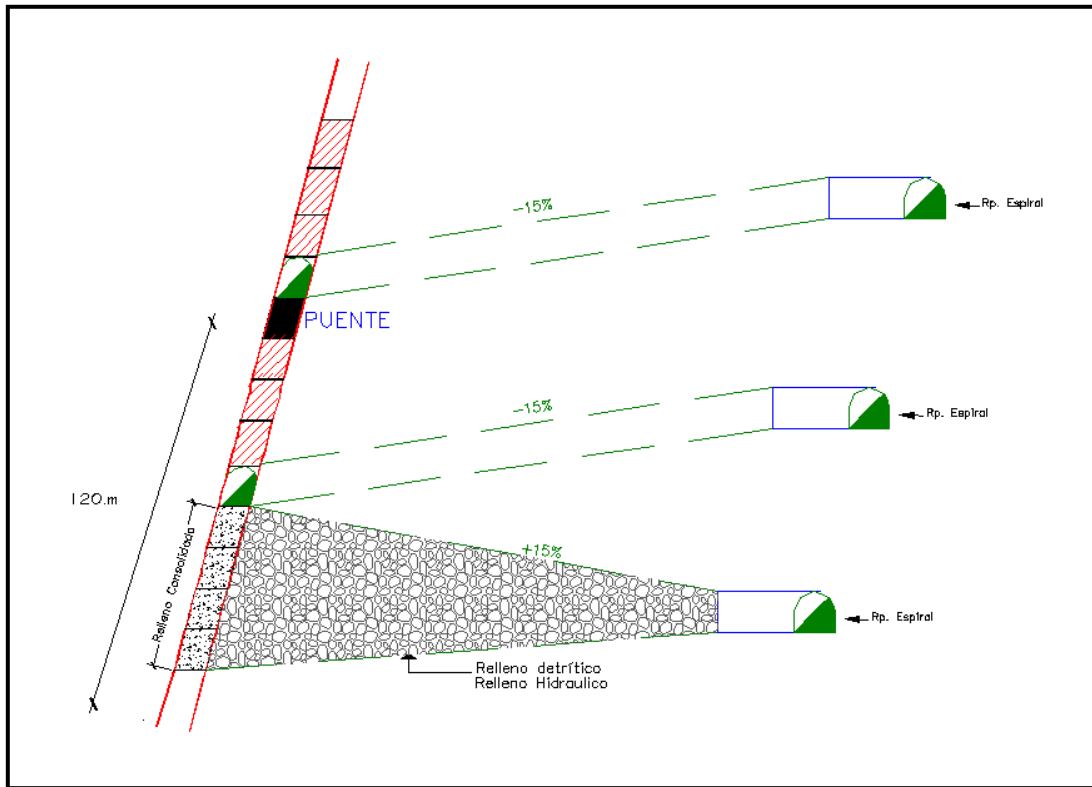
El método consiste en disponer de una cara libre en el piso inferior de 1.0 m, el cual sirve de cara libre para la voladura, esta cara libre permite asegurar la voladura, aumentar la eficacia de la misma y reducir los factores de perforación y voladura.

4.1.2.1. Diseño del método de explotación

En base a la información de los principales dominios estructurales y la información geomecánica preliminar se decide la ubicación de la rampa principal, se dimensiona los niveles principales y las rampas de acceso.

Los niveles Principales son definidos cada 120 metros, una vez rellenado se deja puentes de 10 a 15 metros de altura en función a la evaluación geomecánica. Ver gráfico 7: dimensionamiento de altura de minado y puentes Seguidamente, se desarrolla un crucero de reconocimiento de sección 4.0 x 4.0 el cual delimitara el cuerpo mineralizado, para luego proceder con la ejecución de labores de desarrollo, preparación y explotación.

Gráfico 7: Dimensionamiento y altura de minado y puentes



Fuente: Departamento de planeamiento.

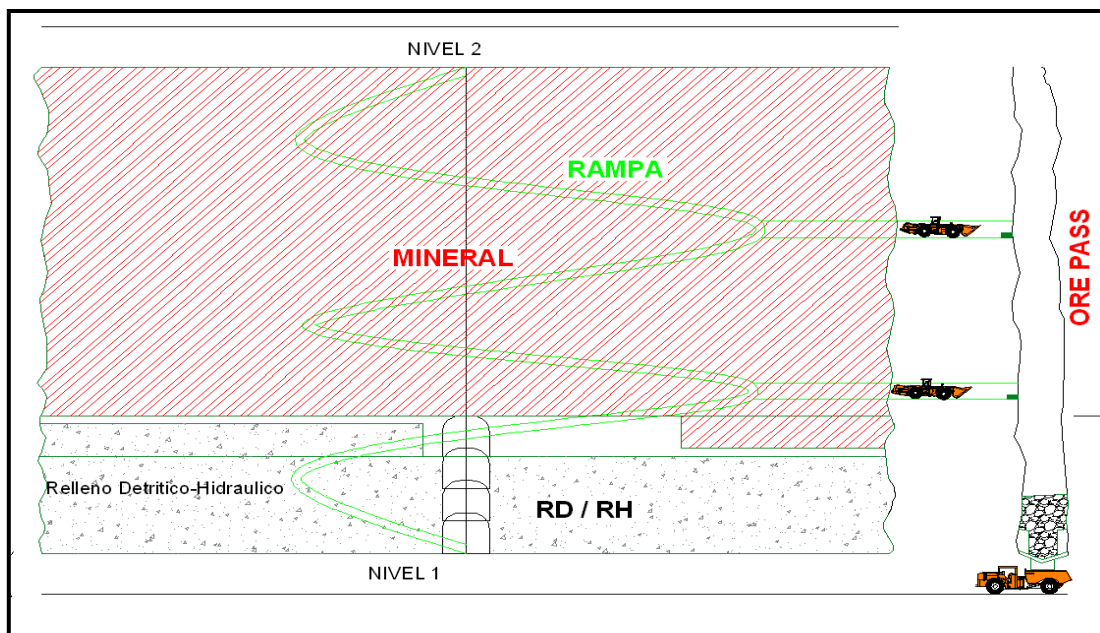
La preparación se inicia con el desarrollo una rampa de acceso con gradiente -15%, que parte de la rampa principal con sección 4.0 x 4.0, el cual servirá para explotar el primer piso (Piso 0). Seguidamente se realizan galerías a lo largo de la mineralización en ambas direcciones. Si tiene una mayor potencia se realizará de 2 hasta 3 labores previa evaluación geomecánica, y si se requiere dejar pilares se realizara el dimensionamiento y el diseño correspondiente del ancho y alto mínimo requerido de los pilares y su respectivo sostenimiento, posteriormente si queda mineral en las cajas se recuperar en retirada.

Luego de definir el cuerpo, y terminado el desarrollo en éste piso (piso 0); se procede al relleno respectivo dejando una luz en el

techo de 1.0 m. y se ingresa a minar los siguientes pisos. Para el segundo corte se ingresa a la labor rellena considerando la longitud y gradiente según diseño para el corte.

Finalmente, el proceso es repetitivo, continúe la rampa principal, y se continua excavando otra rampa de acceso con una pendiente negativa de -15%. Los accesos son de sección de 5,0 x 4,5 m. hacia la parte central de los cuerpos, entonces por cada tajo se diseña 1 o 2 frentes de ataque en breasting a lo ancho del yacimiento. Ver grafico 8: Esquema de minado corte y relleno ascendente y grafico 9: Etapas del Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente.

Gráfico 8: Esquema de minado Corte y Relleno Ascendente



Fuente: Departamento de planeamiento.

Gráfico 9: Etapas del metodo de Corte y Relleno Ascendente



Fuente: Departamento de planeamiento.

4.1.2.2. Estándares y Parámetros de diseño minero subterráneo

Ver la Siguiete Tabla

Tabla 5:Estandares de diseño

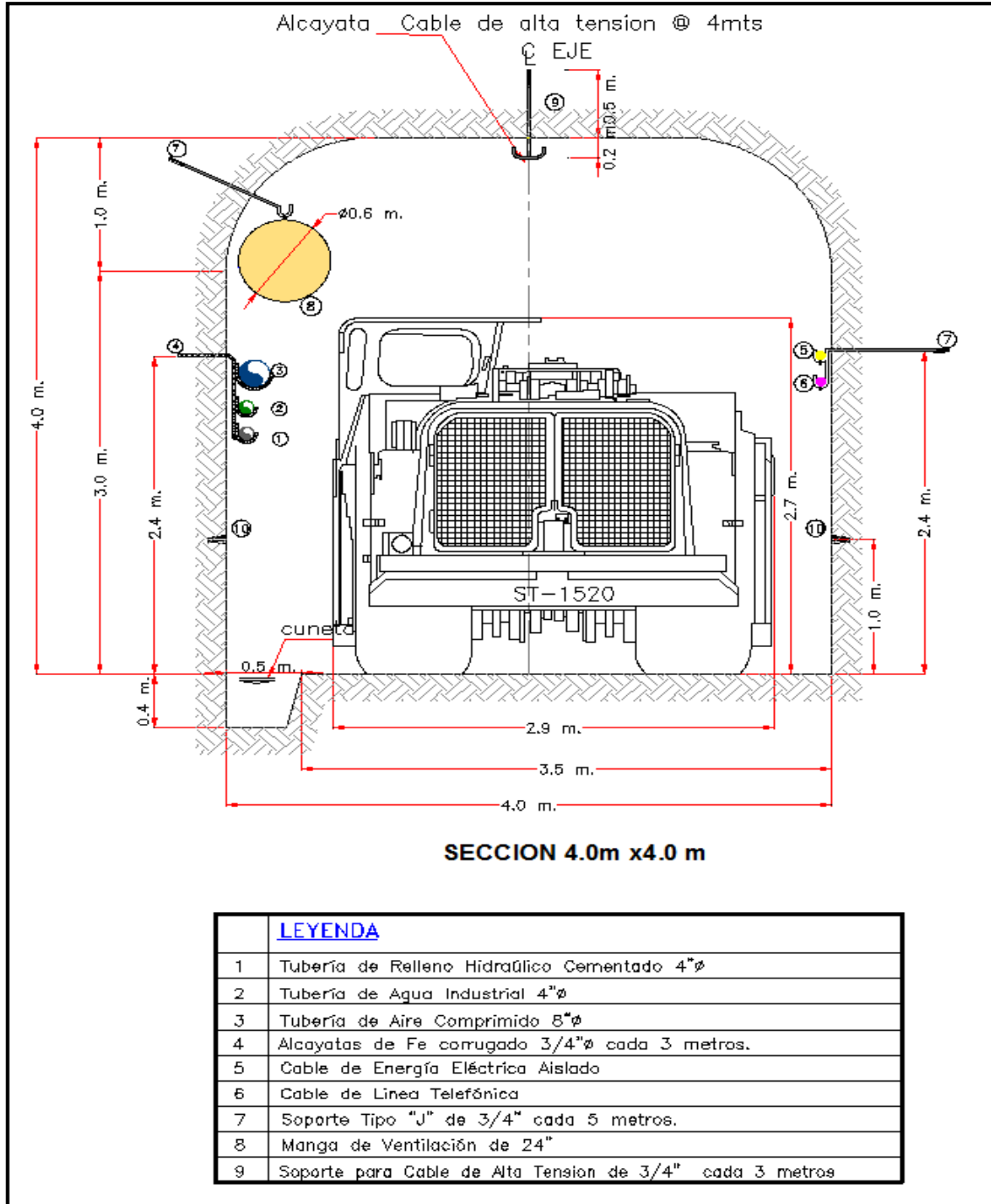
TIPO DE LABOR	SECCION	GRADIENTE
Galerías Principales	4.0 x 4.0 m.	0% , 1% , 2%
	4.5 x 4.0 m.	0% , 1% , 2%
Labor de Explotación (Breasting) (Depende de la potencia de veta)	5.0 x 4.5	0%
Cruceros	4.0 x 4.0 m.	0% , 1% , 2%
Sub-Niveles	4.0 x 4.0 m.	0%
Ventanas Ventilación	4.0 x 4.0 m.	2%
Estación de Carguío	4.5 x 4.0 m.	0%
Sumideros (Drenaje)	4.0 x 4.0 m.	-15%
Rampas de acceso a tajos	4.0 x 4.0 m.	-15% a +15%
Rampa Principales	4.5 x 4.0 m.	-12% o +12%
Chimenea de Ventilación Principal (Rb)	3.0 x 3.0 m	de 75 ° a 90 °
Ch de Ventilación Auxiliar	1.8 x 1.8 -2.4 x 2.4 m	de 75 ° a 90 °
Ch de echaderos	1.8 x 1.8 -2.4 x 2.4 m	de 75 ° a 90 °
Tajeos (Altura de Corte)	4.0 a 5.0 m.	
Altura de cara libre	0.50 m a 1.0 m	
Altura Total del Tajo	5.0 a 6.0 m.	
Altura de línea de relleno	0.50 a 1.0 m.	debajo del Techo
Distancia Máxima para Limpieza	200 metros	

Fuente: Departamento de planeamiento.

4.1.2.3. Estándares de trabajo

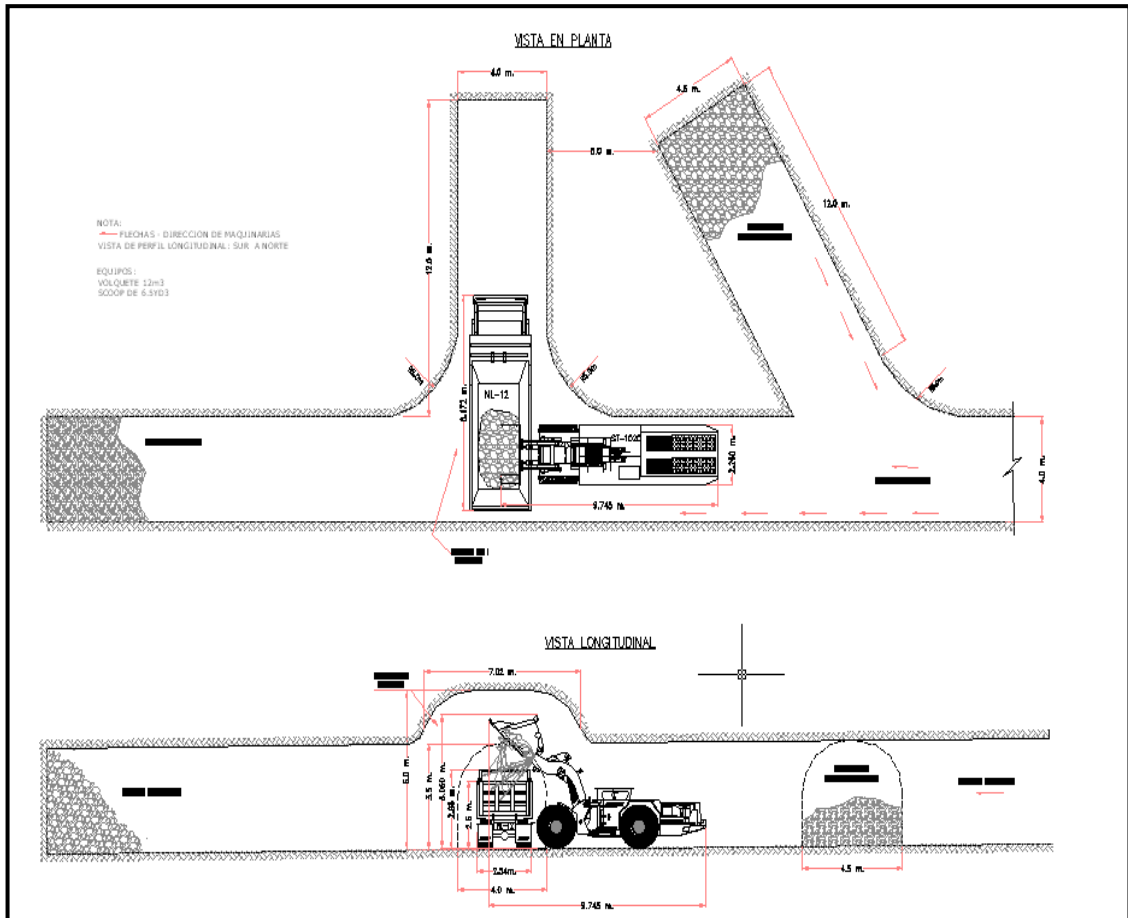
Ver los siguientes Gráficos:

Gráfico 10: Estandar de Sección Típica de 4.0 x 4.0m



Fuente: Departamento de planeamiento.

Gráfico 11: Estandar de Zona de Carguío



Fuente: Departamento de planeamiento.

4.1.2.4. Ciclos de minado en la operación minera

El ciclo de minado está conformado por:

- Perforación
- Voladura
- Ventilación
- Limpieza
- Sostenimiento
- Carguío y transporte
- Relleno

Perforación: Una vez terminado el sostenimiento del frente hasta el tope del mismo se procede a realizar la perforación mecanizada con el jumbo, usándose para esta actividad, barras de perforación de 12 y 14 pies de longitud y brocas de acople de 45 mm de diámetro. La perforación mecanizada en los tajeos es en breasting, se cuenta con jumbos electro-hidráulicos, el Avances mensual promedio en la mina es de 1,044 metros.

Estandares de Perforación

Seccion 4.5 x 4.0 m

Tabla 6: Parametrso de Perforacion de 4.0 x 4.5 m

TIPO DE ROCA	DURA
SECCIÓN	4.5 X 4.0
LONGITUD DE BARRENO	4.20m
LONGITUD DE PERFORACIÓN	3.70m
DIÁMETRO DE BROCA	45mm
DIÁMETRO DE RIMADO	2.5"
NUMERO DE TALADROS DE ALIVIO	4
NUMERO DE TALADROS ROTURA	49 taladros
AVANCE	3.3 m.

Fuente: Departamento de planeamiento

Voladura: La voladura representa una de las operaciones unitarias más importantes en la extracción de mineral, su objetivo es lograr un adecuado grado de fragmentación en la roca y, al mismo tiempo, generar el menor daño en el macizo rocoso y reducir el costo aumentando su eficiencia.

El alto grado de influencia de los resultados de la voladura en todo el proceso de la operación minera hace necesario contar con la experiencia y tecnología que permitan evaluar y posteriormente optimizar los resultados de esta operación unitaria.

ESTÁNDARES DE VOLADURA: Sección 4.5 x 4.0 m

Tabla 7: Parámetro de voladura de Sección de 4.5 x 4.0 m

Descripción	Cant de Taladros	Cartuchos por taladro	Cant de cartuchos	Peso de Explos	Kg Explos
Arranques	3	12	36	0.40	14.52
1° ayudas de arranque	4	10	40	0.40	16.13
2° ayudas de arranque	4	10	40	0.40	16.13
3° ayudas de arranque	5	10	50	0.40	20.16
4° ayudas de arranque	5	10	50	0.40	20.16
Arrastre	5	11	55	0.25	13.48
Ayuda de arrastre	2	9	18	0.40	7.26
corona	6	9	54	0.25	13.24
Ayuda de corona	3	9	27	0.40	10.89
cuadradores	8	9	72	0.40	29.03
Alivio	4	0	0	0.00	0.00
	49				160.99

Fuente: Departamento de planeamiento.

Tabla 8: Parametro de Voladura Breasting 5.0 x 4.0 m

Secuencia de Salida	Distribución de Taladros	Taladros		Cartuchos de Emulex / Taladro			Explosivo Total Usado (und.)	Explosivos usado (Kg)
		Cargados	Vacíos	Emulex 80	Emulex 80	Exam on P		
				1 1/2" x 12"	1 1/8" x 12"	(kg)		
1	1ra. Fila	6	0	0	1	3.4	20.4	21.996
2	2da. Fila	6	0	0	1	3.2	19.2	20.796
3	3ra. Fila	6	0	0	1	3.2	19.2	20.796
4	4ta. Fila	6	0	0	1	3.0	18	19.596
5	Corona	4	5	0	1	2.8	11.2	12.264
	Total	28	5	0	5	15.6	88.000	95.447

Fuente: Departamento de planeamiento.

Limpieza y acarreo: La etapa de limpieza en el ciclo de minado es también importante porque permite realizar la producción y continuar con el ciclo de perforación, en esta etapa se emplean los equipos diésel Scoops, los cuales son de diferentes tamaños o capacidades y son asignados a los tajos en función a la producción de cada, ancho de la mineralización y dimensión de la labor.

El análisis de riesgo en esta etapa de la operación va a estar vinculado a la productividad, por ello el análisis está enfocado principalmente a la ventilación de la zona de trabajo en función a cantidad y dimensión de los equipos a utilizar. El control de calidad en esta etapa corresponde a colocar la línea de rasante en los hastiales del tajo para que la limpieza sea más precisa y evite la dilución con el material del piso relleno; además, es necesario llevar el control de los límites del mineral y del desmonte del material roto.

Sostenimiento: La fase de sostenimiento en el ciclo de minería es una de las fases más importantes, en esta fase se debe ventilar, limpiar y regar el área del disparo antes de evaluar el tipo de sostenimiento. Luego de completar estas tareas, los perforadores, asistentes y supervisores realizan una evaluación de riesgos del área, y luego el ingeniero geomecánico realiza RMR geomecánico, GSI y mapeo estructural para determinar el tipo de soporte a aplicar. Antes de su uso en el proceso de cálculo del soporte, se determinan primero las propiedades físicas de la roca y se realizan la prueba de compresión uniaxial sin restricciones y la prueba de

compresión triaxial. Estas características nos permiten determinar densidad, porosidad aparente, tasa de absorción, P.E.A, resistencia a la compresión, cohesión, ángulo de fricción

Los tipos de sostenimiento a instalar en los frentes de avance y explotación son pernos Split set y helicoidales de 7 pies, malla electrosoldada de 3" y shotcrete vía húmeda con un fraguado de 4 horas para alcanzar los 4 Mpa. Los tipos de sostenimiento aplicados en la operación de mina Atacocha están en función a la calidad de la roca, y determinados por el parámetro GSI.

Transporte: La etapa de transporte en el ciclo de minado permite transportar la producción de los tajos al sistema de izaje o a sistema de transporte por rieles cuando el sistema de izaje no se encuentra disponible, este transporte generalmente se realiza con camiones volvo o camiones de bajo perfil dumper.

El transporte con camiones se realiza principalmente en las zonas que tienen el acceso principal por rampas, estos equipos son de diferentes tamaños o capacidades y son asignados a los frentes de mayor producción. El izaje o transporte de mineral a través de los piques, es un tipo de transporte cuya aplicación es bastante extendida en la minería subterránea por su índice alto de productividad y bajo costo.

El transporte por locomotora, otro tipo de transporte generalmente para mineral, es aplicado en la minería subterránea por su índice alto de productividad y bajo costo, el transporte se realiza en un

mismo nivel y su desplazamiento es horizontal, generalmente el material es almacenado en las tolvas principales de la planta concentradora.

Relleno: La etapa de relleno en el ciclo de minado se centra en rellenar los vacíos dejados en el macizo rocoso debido a la extracción de mineral y nos permite disponer de un tajo inmediatamente cuando concluya el relleno y continuar con el ciclo de minado.

El tipo de relleno aplicado puede estar constituido por relleno detrítico (desmonte o mineral de baja ley) y relleno hidráulico (relave de planta clasificado).

Las condiciones más desfavorables en esta etapa es la fuga de relleno hidráulico que puede darse por deficiencias de construcción del dique, tabique o cortina o por la rotura de la tubería principal producto; y el atoro de la tubería de relleno hidráulico.

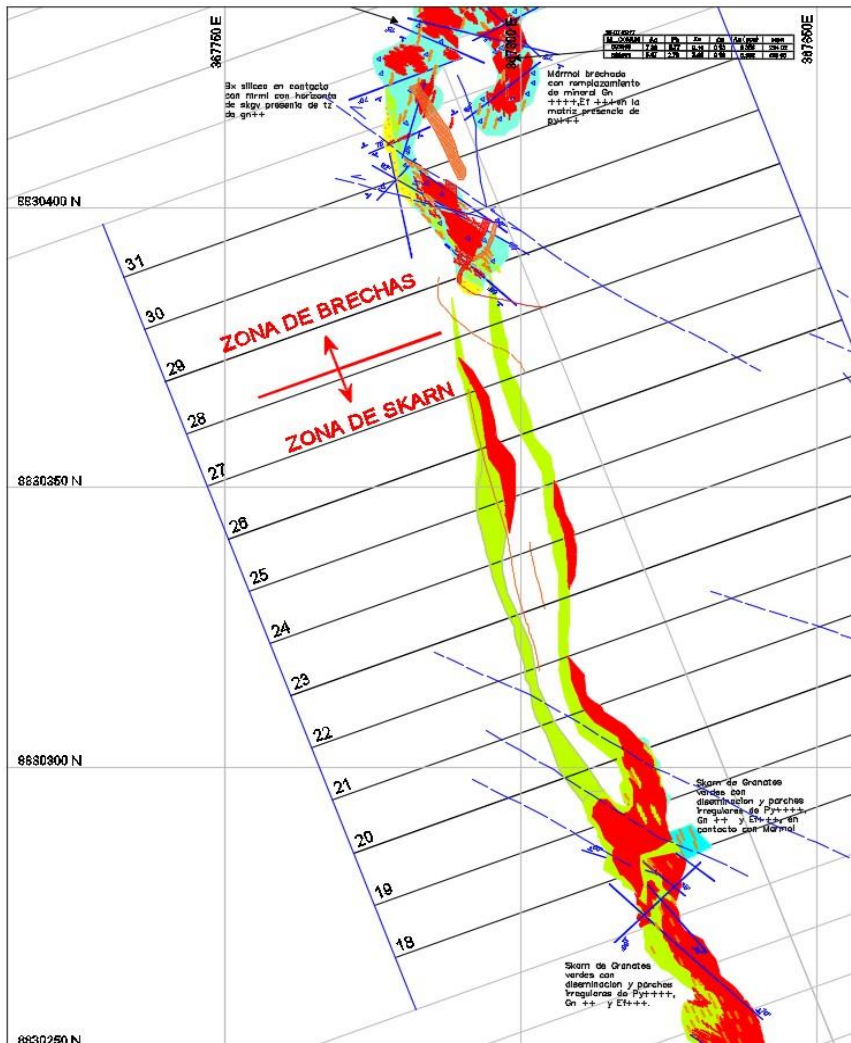
En cualquier caso la paralización por rotura de tubería retrasa la etapa de relleno considerándose como la etapa más crítica en el ciclo de minado en nuestra operación.

4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

En la mina Atacocha la roca tiene una calidad geomecánica del tipo III, IV, esto debido a su grado de fracturamiento”, de acuerdo a las evaluaciones geomecánicas, se presenta rocas de muy mala calidad, donde hacen que nuestra principal preocupación sea el riesgo de caída de rocas, derrumbes y / o asentamientos de gran magnitud.

El espaciado de las juntas es entre 0.05 a 0.30m, las familias de discontinuidades es de 5, la resistencia esta en el rango de 41MPa en las cajas y menor de 50 MPa en el mineral, la alteración es moderada en las cajas y leve en el mineral, el relleno de fisuras es por calcitas ,material silíceos y limpias en algunos casos, las aguas subterráneas es por humedad en las cajas y en la estructura mineralizada; para el control y su estabilización usamos pernos de confinamiento por fricción(Split Set), una capa de 2" a 3"de concreto lanzado (Shotcrete) como elemento preventivo de sostenimiento y como sostenimiento definitivo a los pernos compresión. Las clasificaciones en el macizo rocoso de la mina, se realizan mediante el índice de clasificación GSI (Hoek), y Clasificación geomecánica RMR.

Plano 3: Secciones de mapeo Geológico



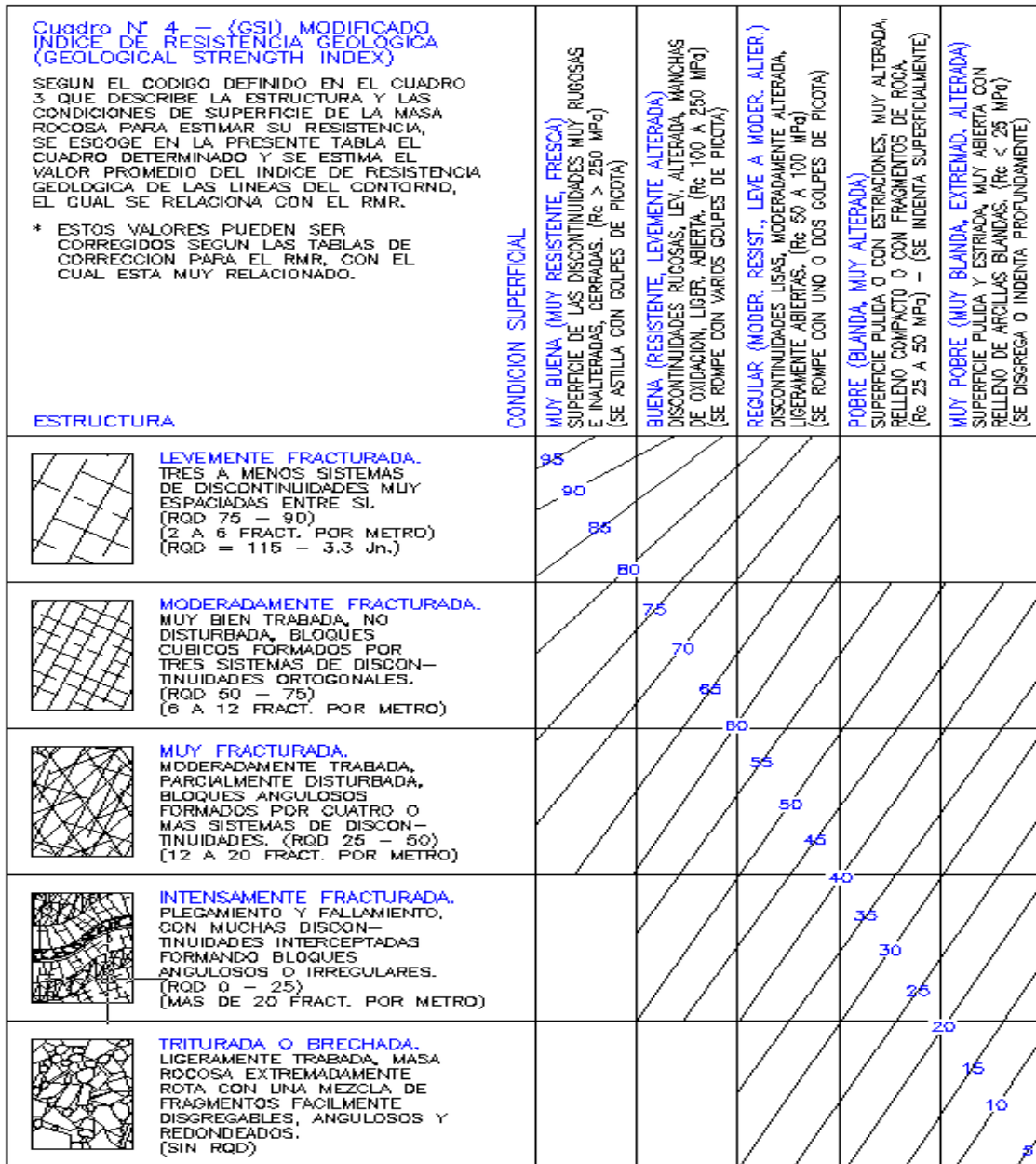
Fuente: Departamento de geología.

4.2.1. Índice de Clasificación GSI

La clasificación GSI explicado se basa principalmente en la identificación de los parámetros de estructuras (fracturamiento por metro lineal) y condiciones de fracturamiento (Resistencia de la masa rocosa- condición de discontinuidades) según los golpes de picota y condiciones de relleno de las fracturas. Ver gráfico 12.

Indice GSI.

Gráfico 12: Índice GSI



Fuente: Departamento de geomecánica

4.2.2. Tabla Geomecánica Atacocha





Las tablas utilizadas en la unidad minera están basadas en Índice de clasificación GSI (de fácil entendimiento para el trabajador) el cual están adecuadas a las características geomecánicas y estructurales de CIA Minera Atacocha. Ver gráficos N° 13 y 14: Tabla geomecánica Mina Atacocha.

Gráfico 13: Tabla geomecánica Mina Atacocha



Fuente: Departamento de geomecánica

Gráfico 14:Tabla geomecánica Mina Atacocha

 Dpto. Geomecánica		TABLA DE SOSTENIMIENTO LABORES DE EXPLOTACION Hasta 6 m.				
<p>A Split Set a 1.50 x 1.50 m. Malla electrosoldada de 3"x3" Tiempo de colocación: 1 semana.</p> <p>B Split Set a 1.20 x 1.20 m. Malla electrosoldada de 3"x3" Tiempo de colocación: 3 días.</p> <p>C Split Set a 1.00 x 1.00 m. Malla electrosoldada de 3"x3" Tiempo de colocación: inmediato.</p> <p>D Shotcrete con fibra (2"). Split Set a 1.20 x 1.20 m. Malla electrosoldada de 3"x3" Tiempo de colocación: inmediato.</p> <p>E Shotcrete con fibra (3"). Split Set a 1.00 x 1.00 m. Malla electrosoldada de 3"x3" Tiempo de colocación: inmediato.</p>						
		CONDICION SUPERFICIAL	BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA. (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)	REGULAR (RESISTENTE Y LEVENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	POBRE (MODERADAMENTE RESIT. MODERADAM. ALTER.) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO BITUMINOSO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 A 50 MPa) – (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRACIONES, MUY ALT. RELLENO ARCILLOSO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (SE DISGREGA CON GOLPE DE PICOTA)
ESTRUCTURA						
 <p>MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 – 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)</p>	F/B	F/R	F/P	F/MP		
 <p>MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 – 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)</p>	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP		
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS BLOQUES ANGULOSOS O IRREG. (RQD 0 – 25) (MAS DE 20 FRAC. POR METRO)</p>	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP		

Fuente: Departamento de geomecánica

4.2.3. Clasificación Geomecánica de Bieniawski o RMR

Desarrollado por Bieniawski, (1989) constituye un sistema de clasificación de macizos rocosos que relaciona los índices de calidad con parámetros de diseño y de sostenimiento de túneles. El parámetro que define la clasificación es el denominado índice RMR (ROCK MASS RATING), que indica la calidad del macizo rocoso en cada dominio estructural a partir de los siguientes parámetros:

- 1) Resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa.
- 2) R.Q.D. Grado de fracturación del macizo rocoso.
- 3) Espaciado de las discontinuidades.
- 4) Se debe considerar los siguiente parámetros en condiciones de discontinuidades:
 - Abertura de las caras de la discontinuidad.
 - Persistencia de la discontinuidad.
 - Rugosidad de la discontinuidad.
 - Alteraciones en la discontinuidad.
 - Tipod de relleno de las discontinuidades.
- 5) Presencia del Agua, en un macizo rocoso, el agua tiene gran influencia sobre su comportamiento, la descripción utilizada para este criterio son: completamente seco, húmedo, agua a presión moderada y agua a presión fuerte.

6) Orientación de las discontinuidades.

Para obtener el Índice RMR de Bieniawski se realiza lo siguiente:

- Se suma los 5 variables o parámetros calculados, eso da como resultado un valor índice (RMR básico).
- El parámetro 6 que se refiere a la orientación de las discontinuidades respecto a la excavación. El valor del RMR varía entre 0 a 100

4.2.4. Propiedades geomecánicas de la masa mineralizada

Los valores de parámetros geomecánicos característicos de la variedad litológica de la Mina Atacocha según se exhibe un rango típico de valores de RMR (“Rock Mass Rating”), el cual es indicado en la Tabla 9

Tabla 9:RMR-LITOLOGIA

Rango Promedio de RMR por tipo Litológico	
Litología	RMR (Promedio)
Bx heterolítica	35 – 45
Bx Calcárea	35 – 45
Bx Skarn	40 – 50
Mármol – Caliza	50 – 60
Skarn	35 – 55
Intrusivo	25 – 40
Intrusivo Skarn	40 – 50

Fuente:Departamento de geomecánica

4.2.5. Evaluación Geomecánica de Tajeos

4.2.5.1. Tajeo 765

En este tajeo se realizó la evaluación geomecánica para hallar los parámetros geomecánicos de acuerdo a la Clasificación de Bieniawski (RMR89), para ello se trabajó a través de dos celdas.

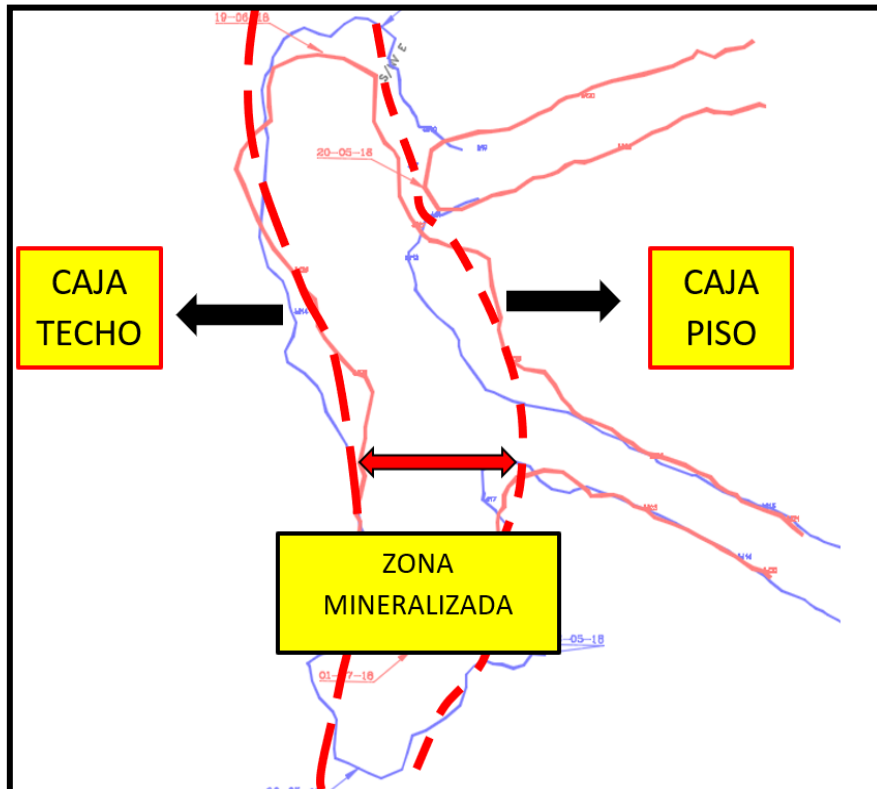
En esta labor la estructura mineralizada se encuentra controlada por la zona de contacto ver plano 4.

- 1 y 2 es la zona de estructura mineralizada con un RMR de 38.
- 3 y 4 es el tramo de la caja piso de labor con un RMR de 42.
- 5 y 6 es el mapeo de la caja techo de labor con un RMR de 50.

La resistencia a la compresión uniaxial se encuentra entre 50-100 Mpa. ya que determino a través del martillo Schmidt, la cual se alló en tres ángulos (0°, 90°, 45) llegando a determinado un promedio para ello se adjunta el cuadro Excel.

- 1 y 2 zona mineralizada con presenta un UCS de 66.31
- 3 y 4 Caja piso de labor presenta un UCS de 74.10
- 4y 6 Caja techo de labor presenta un UCS de 98.25

Plano 4: Zona de Contacto Tajeo 765



Fuente: Departamento de Geomecánica

En conclusión, la suma de estos valores en general de acuerdo al mapeo geomecánico y en la del RMR es de 43. Dichos valores se presenta en un cuadro. Asimismo, los resultados de las pruebas del martillo de Schmidt se presenta en la hoja de Cálculo para rebotes con el Martillo de Schmidt: tajeo 765.

4.2.5.2. Tajeo 858

En el stope 858, se realizó la evaluación geomecanica logrando hallar los siguientes parámetros geomecánicos de acuerdo a la Clasificación de Bieniawsk (RMR89), para ello se trabajó atreves de dos celdas.

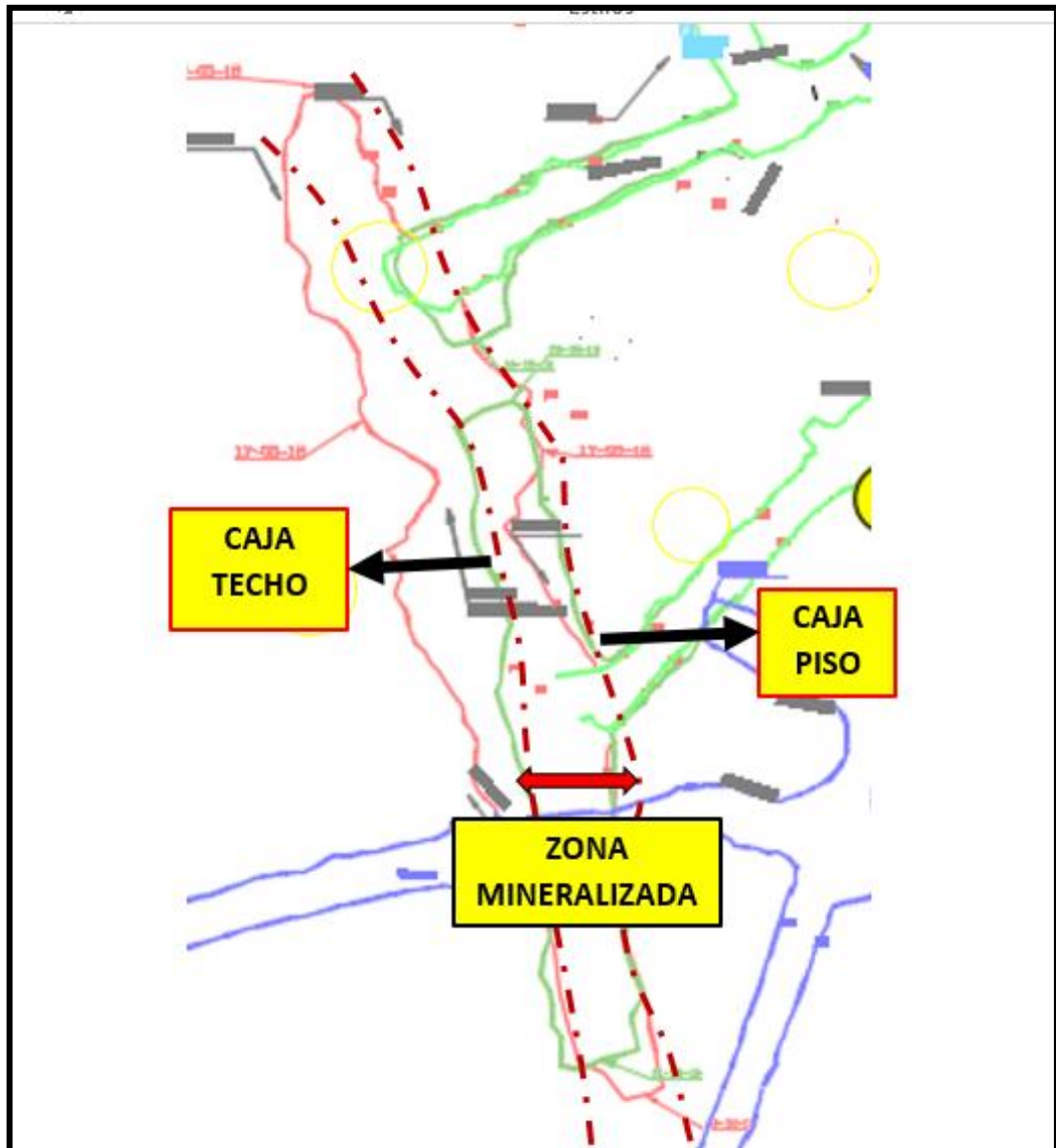
En esta labor la estructura mineralizada se encuentra controlada por la zona de contacto como se muestra en el plano 7: Zona de contacto tajeo 858.

- 1 y 2 es la zona de la estructura mineralizada con un RMR de 50
- 3 y 4 es el tramo de la caja piso de labor con un RMR de 51
- 5 y 6 es el mapeo de la caja techo de labor con un RMR de 54

La resistencia a la compresión uniaxial se encuentra entre 50-100 Mpa. ya que determinó a través del martillo Schmidt, la cual se halla en tres ángulos (0° , 90° y 45°). Llegando a determinado un promedio total para ello se adjunta el cuadro Excel; Dichos valores se presenta en un cuadro. Asimismo, los resultados de las pruebas del martillo de Schmidt se presenta en el Anexo 04: hoja de Cálculo para rebotes con el Martillo de Schmidt: tajeo 858.

- 1 y 2 zona mineralizada con presenta un UCS de 86.7
- 3 y 4 Caja piso de labor presenta un UCS de 97.86
- 5 y 6 Caja techo de labor presenta un UCS de 92.27

Plano 5: Zona de contacto Tajeo 858



Fuente: Departamento de geomecánica

4.2.6. Modelamiento

Un modelo es un bosquejo que representa un conjunto real con cierto grado de precisión y en la forma más completa posible, pero sin pretender aportar una réplica de lo que existe en la realidad. Los modelos son muy útiles para describir, explicar o comprender mejor la realidad, cuando es imposible trabajar directamente en la realidad en sí.

El trabajo de modelación constituye una actividad técnica como cualquiera otra, y dicha labor puede ser sencilla o compleja según el tipo de problema específico que deba analizarse. Es una representación física que no se altera fácilmente. El modelo no requiere ser memorizado y puede replicarse fácilmente cuando es necesario utilizarlo. Es una manera muy fácil y rápida de transferir a otras personas -a través del tiempo y del espacio - ideas y conceptos.

Modelo geomecánico: La construcción de un modelo geomecánico es la base fundamental dentro del proceso de diseño de labores subterráneas (requerimientos de sostenimiento y dimensionamiento de excavaciones, etc.), dado que reúne en un solo concepto todos los aspectos geomecánicos que intervienen en describir el entorno donde se pretende realizar el diseño de una labor o estructura subterránea.

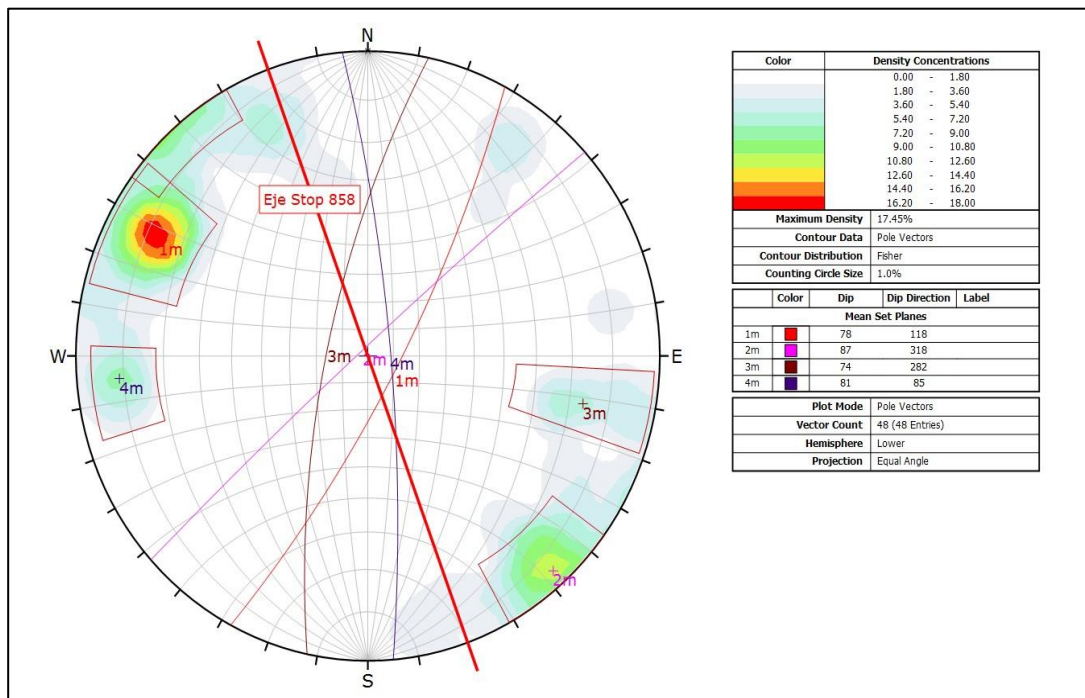
Modelo numérico: La industria minera actual valida el uso de los modelos numéricos en conjunto con los métodos analíticos como herramientas de análisis para la toma de decisiones relacionadas al diseño minero y secuencia de minado, diseño y dimensionamiento de estructuras tales como accesos, pilares, tajeos, sostenimiento, entre otros. Las actividades prácticas donde el profesional tendrá la oportunidad de aplicar los conceptos en casos al modelamiento numérico en geomecánica se

complementar por medio de aplicaciones de softwares, como en nuestro caso del rockscience.

4.2.6.1. Análisis Estereográfico de Discontinuidades

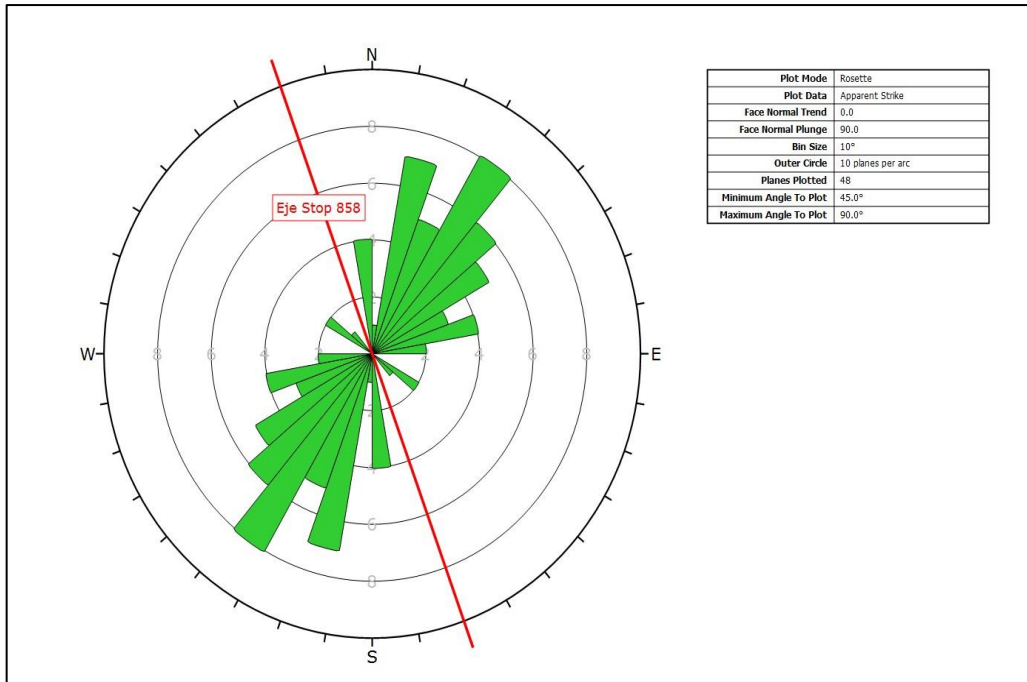
Para realizar el análisis estereográfico de las discontinuidades se considera el software Dips, donde se realiza la toma de datos estructural en los tajeos 858 y 765 realizándose el análisis por separado ya que se tiene diferentes litologías, siendo de calizas a mármol en el tajeo 858 y Brechas en el tajeo 765. Ver gráficos: N° 15,16,17,18. Los resultados se muestran a continuación

Gráfico 15:Proyeccion estereográfica Tj 858



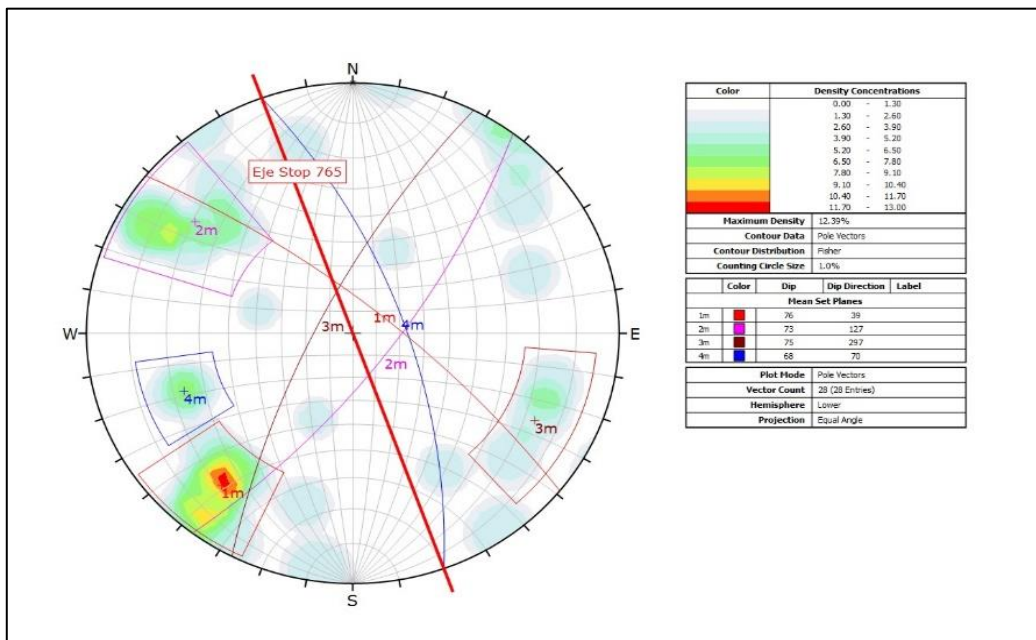
Fuente: Departamento geomecánico

Gráfico 16: Analisis estadístico de Orientación



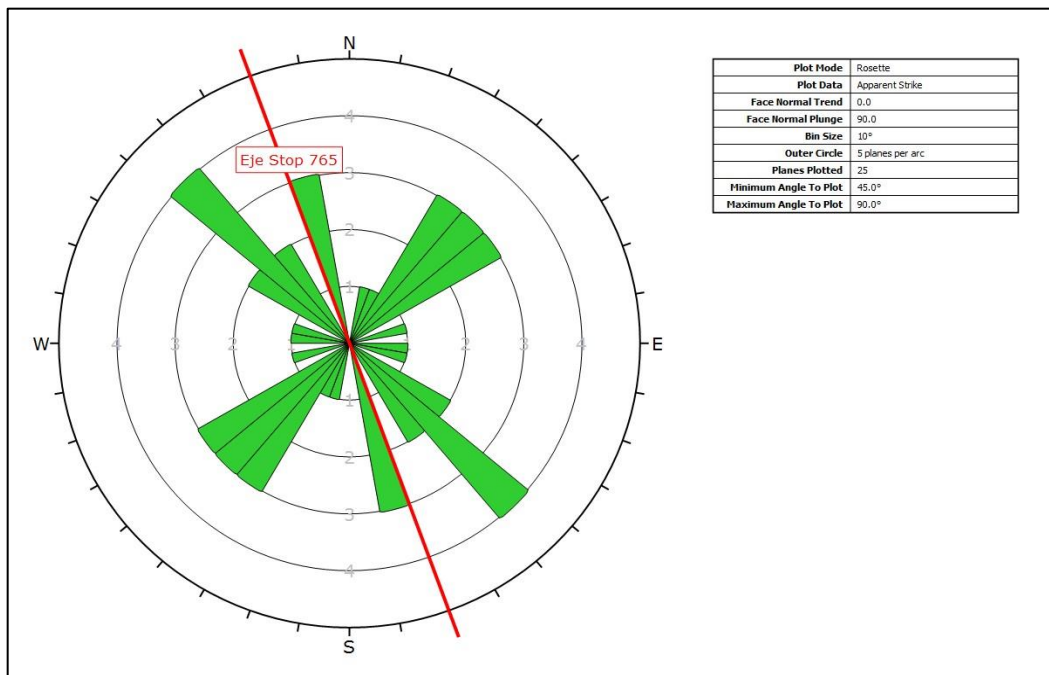
Fuente: Departamento geomecánico

Gráfico 17:Proyeccion estereografica Tajeo 765



Fuente: Departamento geomecánico

Gráfico 18: Análisis Estadístico de Orientación Tajeo 765



Fuente: Departamento geomecánico

4.2.6.2. Dimensionamiento de las Áreas de Explotación

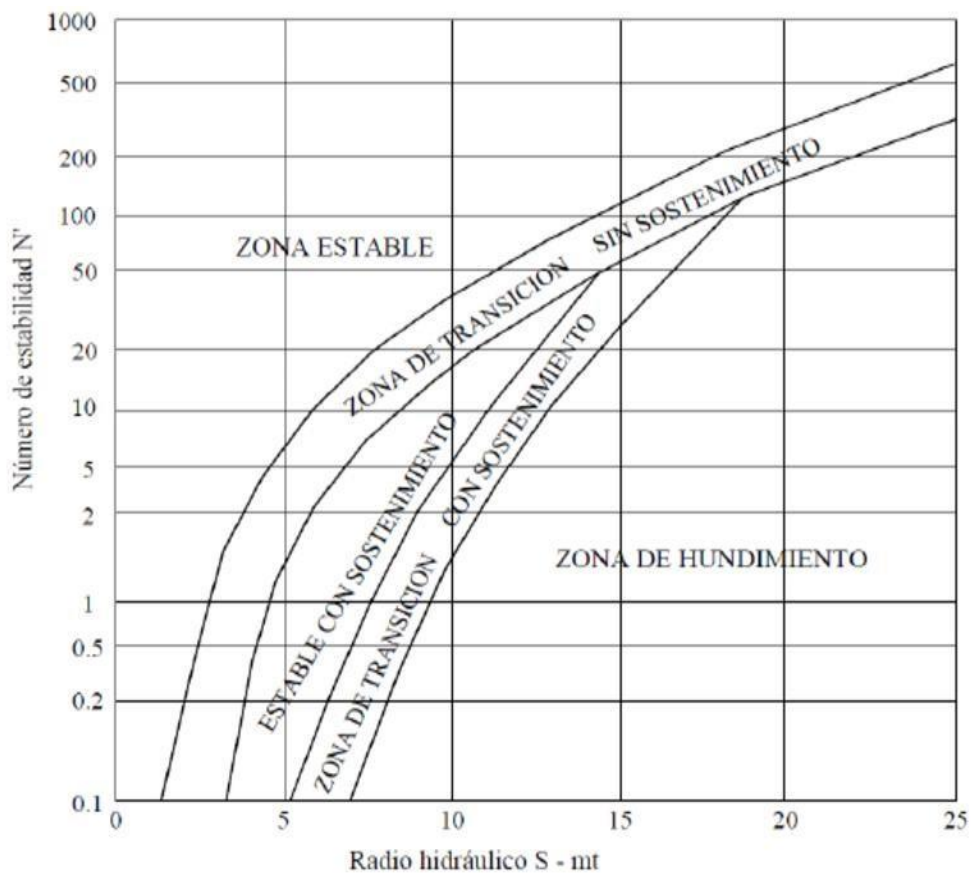
Para el análisis de estabilidad y dimensionamiento de las unidades de explotación se considera como herramienta empírica, la aplicación del método gráfico de estabilidad de Mathews (1980), modificado por Potvin (1989).

Este método empírico ha sido desarrollado en base a la experiencia de varias minas subterráneas canadienses (más de 350 casos históricos recolectados), en las cuales se tomaron en cuenta los principales factores de influencia en el diseño de tajeos, tales como información sobre la estructura y la resistencia de la masa rocosa, los esfuerzos alrededor de la excavación, así como el tamaño, forma y orientación de la excavación, ya que finalmente todos ellos son utilizadas para determinar si el tajeo será estable

sin sostenimiento, con sostenimiento o inestable aun con sostenimiento.

El sostenimiento que sugiere este método está dirigido al uso del cable bolts. El procedimiento de diseño en este método está basada en el cálculo de dos factores, N' que es un numero de estabilidad modificado la cual representa la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado y S que es el radio hidráulico, que toma en cuenta el tamaño y la forma. Ver gráfico 19.

Gráfico 19: Deestabilida segun Potvin (1988) y Nickson (1992)



Fuente: Departamento de geomecánica

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

El número de estabilidad “N”, representa la respuesta del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado. Para el cálculo de este valor se emplea la ecuación (1), el cual considera la calidad del macizo rocoso expresado en el índice Q' modificado, el factor de reducción por esfuerzos en la roca, el factor de ajuste por orientación de los sistemas de discontinuidades con respecto a la orientación del eje del tajeo, el factor de ajuste por efecto de la gravedad sobre las cuñas de techo y pared que forman el arreglo estructural de los sistemas de discontinuidades con el tajeo.

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

Dónde:

Q': índice de calidad “Q” modificado.

A: Factor de esfuerzo en la roca

B: Factor de ajuste por orientación de discontinuidades.

C: Factor de ajuste gravitacional.

Cálculo del índice de calidad tunelero modificado Q'

El símbolo Q, representa un valor de la calidad de roca en términos de lo bloqueado que se encuentre el macizo rocoso, la condición de las familias de discontinuidades, efectos de los esfuerzos y la influencia de las infiltraciones de agua. Calcular Q no es difícil una vez que la información necesaria ha sido recolectada. Debido a

que puede haber una variabilidad en el valor Q, aun cuando se ha tomado el mínimo cuidado.

Q' es una versión modificada original aplicado a los gráficos de estabilidad y reduce el factor de reducción de esfuerzos SRF a 1.00, ya que los efectos de los esfuerzos son contados en el factor A, y además le da a Jw el valor de 1.00 por que la mayoría de las rocas de las minas están secas. Los valores de Q' están en rangos de 0.001 (excepcionalmente pobre) hasta 1000 (excepcionalmente bueno), pero los valores normales en minería subterránea están en el rango de 0.1 a 40.

$$Q' = RQD/J_n + J_r/J_a C... (2)$$

Dónde:

RQD Designación de la calidad de la roca.

J_n Número de sistemas de discontinuidades.

J_r Número de rugosidad de las discontinuidades.

J_a Número de alteración de las discontinuidades.

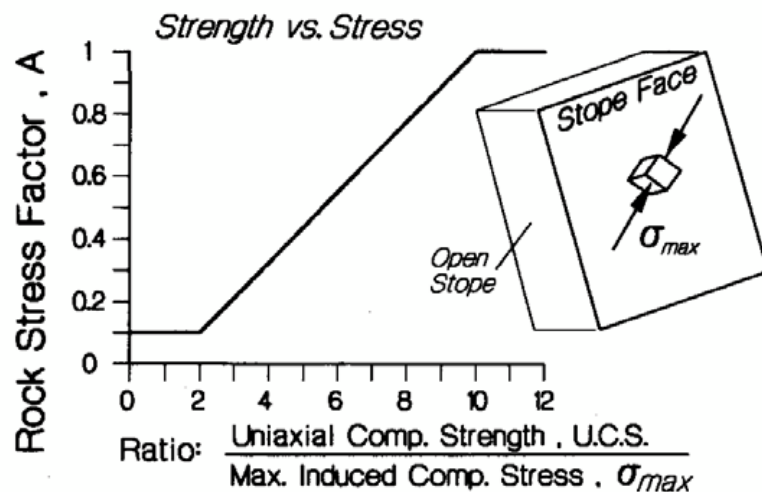
4.2.6.4. Calculo del factor de esfuerzo de la roca A

El factor de tensión en la roca A representa la fuerza que actúa sobre la superficie libre de la mina a cielo abierto en profundidad. Este factor está determinado por la resistencia a la compresión no confinada de la roca intacta (llamada " σ_c ") y la tensión inducida que actúa en paralelo a la superficie expuesta de la mina bajo las condiciones de análisis (llamada " σ_1 "). Puede estimarse in situ o

mediante pruebas de laboratorio de mecánica de rocas. La tensión inducida puede establecerse mediante un modelo numérico o puede estimarse utilizando valores de tensión medidos o valores de tensión asumidos

El valor del factor de esfuerzos en la roca A, es por lo tanto determinado a partir de la relación σ/σ_1 es decir, la resistencia compresiva uniáxial de la roca intacta alesfuerzo inducido sobre la cara a analizar del tajeo. También se puede determinar a partir del siguiente gráfico N° 20.

Gráfico 20:Factor de Esfuerzo de roca A



Fuente: Cable bolting in underground mines

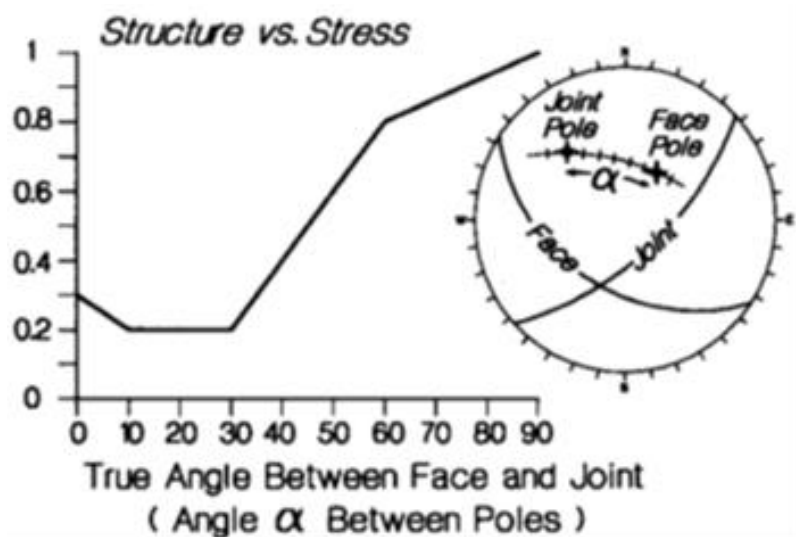
4.2.6.5. Calculo del factor de ajuste por orientación de discontinuidades B

Este factor toma en cuenta la influencia de las discontinuidades sobre la estabilidad de las caras del tajeo. Muchos casos de fallas estructurales controladas ocurren a lo largo de discontinuidades críticas, las cuales forman un pequeño ángulo

con la superficie libre. Mientras el ángulo entre la discontinuidad y la superficie sea más pequeño, más fácil será que el puente de roca intacta, se rompa por efecto de la voladura, esfuerzos o por otro sistema de discontinuidades.

Cuando el Angulo se aproxima a cero, aumenta ligeramente la resistencia, pues los bloques de roca diaclasada actúan como una viga o losa. La influencia de las discontinuidades críticas sobre la estabilidad de la superficie de excavación es mayor cuando el rumbo es paralelo a la superficie libre, y es menor cuando los planos son perpendiculares entre sí. El factor B, que depende de la diferencia de entre la orientación de la discontinuidad crítica y cada cara del tajeo. Ver gráfico N° 21.

Gráfico 21: Factor de ajuste por Orientación de discontinuidades B



Fuente: Cable bolting in underground mines

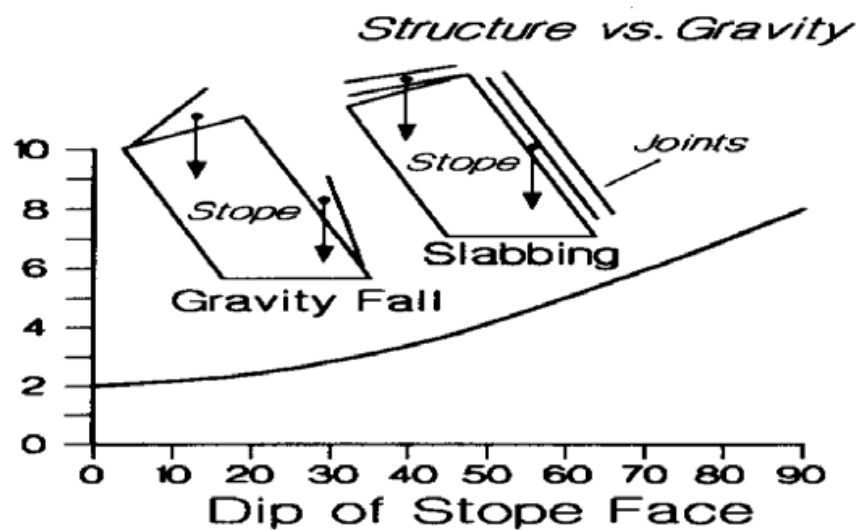
4.2.6.6. Calculo de factor de ajuste por deslizamiento o gravitacional

C

El factor C es un ajuste por el efecto de la gravedad. La falla del terreno puede ocurrir desde el techo debido a caídas inducidas por la gravedad o desde las paredes del tajeo, debido a lajamientos o deslizamientos.

Potvin (1988) sugirió que tanto las fallas inducidas por la gravedad como las de lajamiento, dependen de la inclinación de la superficie del tajeo ϕ . Ver gráfico N° 22.

Gráfico 22: Factor de ajuste por deslizamiento o gravitacional C



Fuente: Cable bolting in underground mines.

4.2.6.7. Radio Hidráulico (RH)

El radio hidráulico viene a ser el factor de forma para la superficie del tajeo, se obtiene como el cociente del área de la sección transversal de la superficie del tajeo entre su perímetro. Para calcular este valor se emplea la siguiente ecuación (3). Ver gráfico 23

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

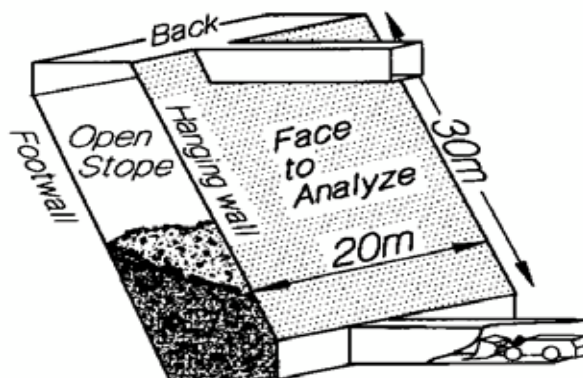
Dónde:

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

H: Altura del tajeo (espaciamiento entre los niveles).

A un bajo valor de radio hidráulico se le puede oponer un débil factor de estabilidad de roca y aun así permanecer en la zona de estabilidad. Obviamente, mientras más pequeña sea la abertura creada, más estable será esta. La configuración menos estable para un tajeo es un cuadrado.

Gráfico 23:Factor Radio Hidraulico



$$HR = \frac{Area}{Perimeter} = \frac{20 \times 30}{40 + 60} = 6m$$

Fuente: Cable bolting in underground mines.

Para realizar el análisis de estabilidad gráfica de los tajeos, se realizó la toma de datos geológicos estructurales y geomecánicos en el campo con el fin de determinar los parámetros geomecánicos requeridos para realizar los cálculos requeridos.

4.2.6.8. Clasificación geomecánica Q'

Para la estimación del Q' se determinó realizar la valoración diferenciada entre el tajeo 858 y tajeo 765 ya que se observa una diferenciación geomecánica entre el macizo rocoso encajonante de la estructura del tajeo 858 con respecto al tajeo.

Gráfico 24: Valores del índice Q' tajeo 765

Q' Stop			
Parámetro	Caja Piso	Caja Techo	Estructura
RQD	55	60	60
Jn	12	12	12
Jr	1	1	1
Ja	3	3	3
TOTAL	1.52	1.66	1.66

Fuente: Departamento de Geomecánica.

Gráfico 25: Valores del índice Q' tajeo 858

Q' Stop			
Parámetro	Caja Piso	Caja Techo	Estructura
RQD	70	65	70
Jn	12	12	12
Jr	2	2	2
Ja	2	2	2
TOTAL	5.83	5.41	5.83

Fuente: Departamento de Geomecánica.

4.2.6.9. Cálculo del Factor de Esfuerzo A

El factor de esfuerzo en la roca A, representa a los esfuerzos que están actuando sobre las caras libres del tajeo abierto en profundidad. Este factor es determinado a partir de la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta, denominado " σ_c " y el

esfuerzo actuante paralelo a la cara expuesta del tajeo en estudio denominado " σ_c ".

El valor del factor de esfuerzos en la roca A, es por lo tanto determinado a partir de la relación σ_c/σ_1 resistencia de la roca intacta a esfuerzo compresivo inducido sobre el borde de la abertura.

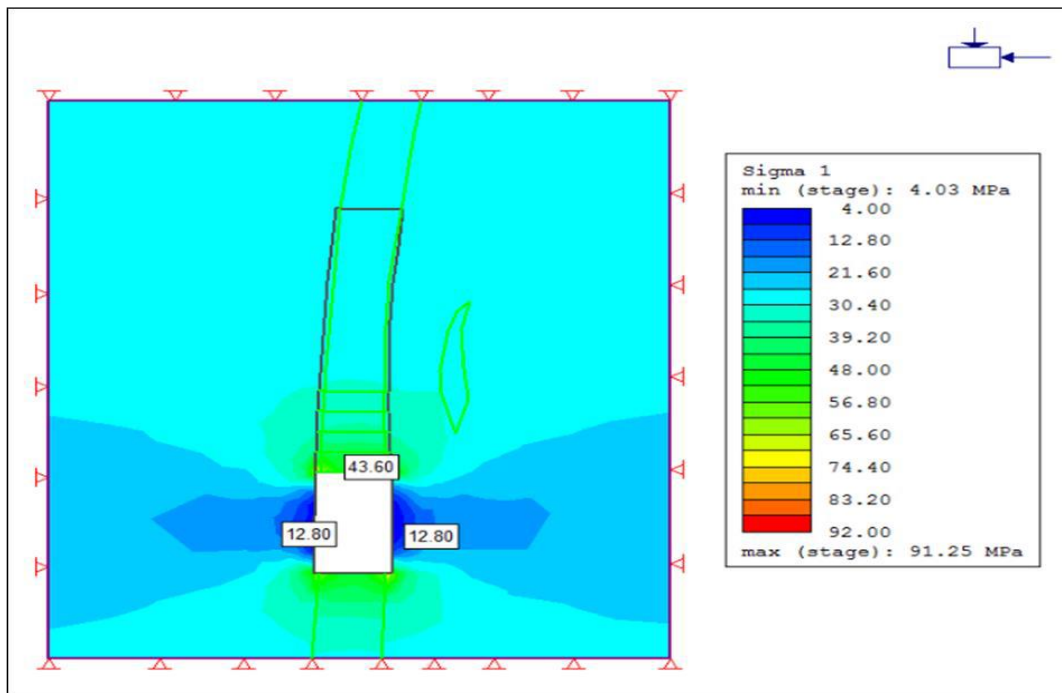
$$A = 0.1 \quad \sigma_c/\sigma_1 < 2$$

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

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

Conforme a la evaluación realizada con el software geomecanico Phase2 (Ver Grafico 26), se observa que el esfuerzo principal sigma 1 en la cara es de 12.8 Mpa. y la corona (estructura) 43.60 Mpa. También Ver tabla 10.

Gráfico 26: Estimación de esfuerzo mayor Sigma 01 en zona de transición



Fuente: Departamento de geomecánica

Factor A Para Caja Techo: $80/12.8 = 6.25$ --- 0.45

Factor A Para Caja Piso: $80/12.8 = 6.25$ --- 0.45

Factor A Para Estructura: $75/43.6 = 1.72$ ---0.10

Tabla 10:Factor A

Factor de Esfuerzo A		
Caja Piso	Caja Techo	Estructura
0.45	0.45	0.10

Fuente: Departamento de geomecánica

4.2.6.10. Factor de ajuste por orientación de untas B

Muchos casos de fallas estructurales controladas ocurren a lo largo de discontinuidades críticas, las cuales forman un pequeño Angulo con la superficie libre. Mientras el Angulo entre las discontinuidades y la superficie sea más pequeño, más fácil será

que el puente de roca intacta, se rompa por efecto de la voladura, esfuerzos o por otro sistema de discontinuidades.

Cuando el ángulo se aprox. a cero, aumenta ligeramente la resistencia, pues los bloques de roca actúan como una viga o losa. La influencia de las discontinuidades críticas sobre la estabilidad de la superficie de excavación es mayor cuando el rumbo es paralelo a la superficie libre y es menor cuando los planos son perpendiculares entre sí. Ver Tabla 11.

Tabla 11:Factor B

Factor de Ajuste por Orientación B		
Caja Piso	Caja Techo	Estructura
0.44	0.44	0.5

Fuente: Departamento de geomecánica

4.2.6.11. Factor de Ajuste por Efecto de Deslizamiento C

El factor C es un ajuste por el efecto de la gravedad. La falla del terreno puede ocurrir desde el techo debido a caídas inducidas por la gravedad o desde las paredes del tajeo, debido a lajamientos o deslizamientos. Ver Tabla N° 12.

Tabla 12:Factor C

Factor de Ajuste por Orientación C		
Caja Piso	Caja Techo	Estructura
5.0	5.0	2

Fuente: Departamento de geomecánica

4.2.6.12. Cálculo del Valor N'

Según el procedimiento de diseño en el Marco Teórico de este trabajo y utilizando los datos desarrollados previamente, se ha calculado el número de estabilidad N' para el techo, caja piso y la caja techo. Ver Tabla N°13.

Tabla 13: Cálculo de N

Cálculo del Número N'					
Descripción	Q'	A	B	C	N'
Caja Piso	5.83	0.45	0.44	6.2	7.15
Caja Techo	5.41	0.45	0.44	6.2	6.64
Estructura	5.83	0.10	0.50	2.0	0.58

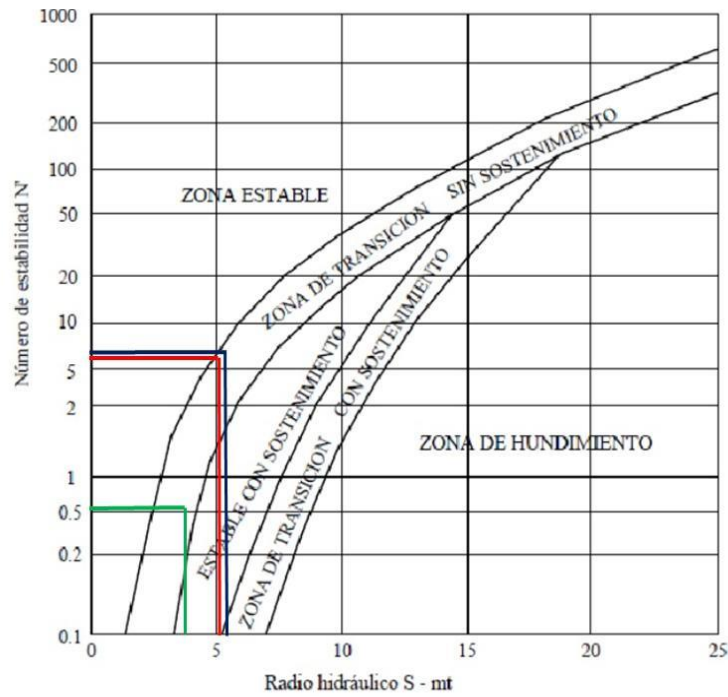
Fuente: Departamento de geomecánica

4.2.6.13. Cálculo radio hidráulico y dimensiones del tajo

Determinación del radio hidráulico

Usando el gráfico de estabilidad de Potvin (1988) y Nickson (1992) se determina el radio hidráulico. Ver gráfico N° 27 y tabla N° 14

Gráfico 27: Numero N vs Radio Hidraulico



- Caja Techo
- Caja Piso
- Estructura

Fuente: Departamento de geomecánica

Tabla 14: Calculo del Radio Hidráulico:

Radio Hidráulico		
Caja Piso	Caja Techo	Estructura
5.3	5.0	3.6

Fuente: Departamento de geomecánica

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

Caja piso: Considerando realizar el minado tipo Bench And Fill, con una bancada de 12 m. y subniveles de 4 m. se procede a determinar la longitud (span), hacia la caja piso.

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

$$RH = 20 \times L / (40 + 2L) = 5.3$$

$$RH = 20L = 212 + 10.6L \quad L = 22.55 \text{ m.}$$

Caja techo: Considerando realizar el minado tipo Bench And Fill, con una bancada de 12 m. y subniveles de 4 m. se procede a determinar la longitud (span), hacia la caja techo:

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

$$RH = 20 \times L / (40 + 2L) = 5.0$$

$$RH = 20L = 200 + 10L \quad L = 20 \text{ m.}$$

Estructura: Considerando un span máximo de 20 m. se va calcular el ancho máximo que se pueda realizar en la estructura.

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

$$RH = 20 \times A / (40 + 2A) = 3.6$$

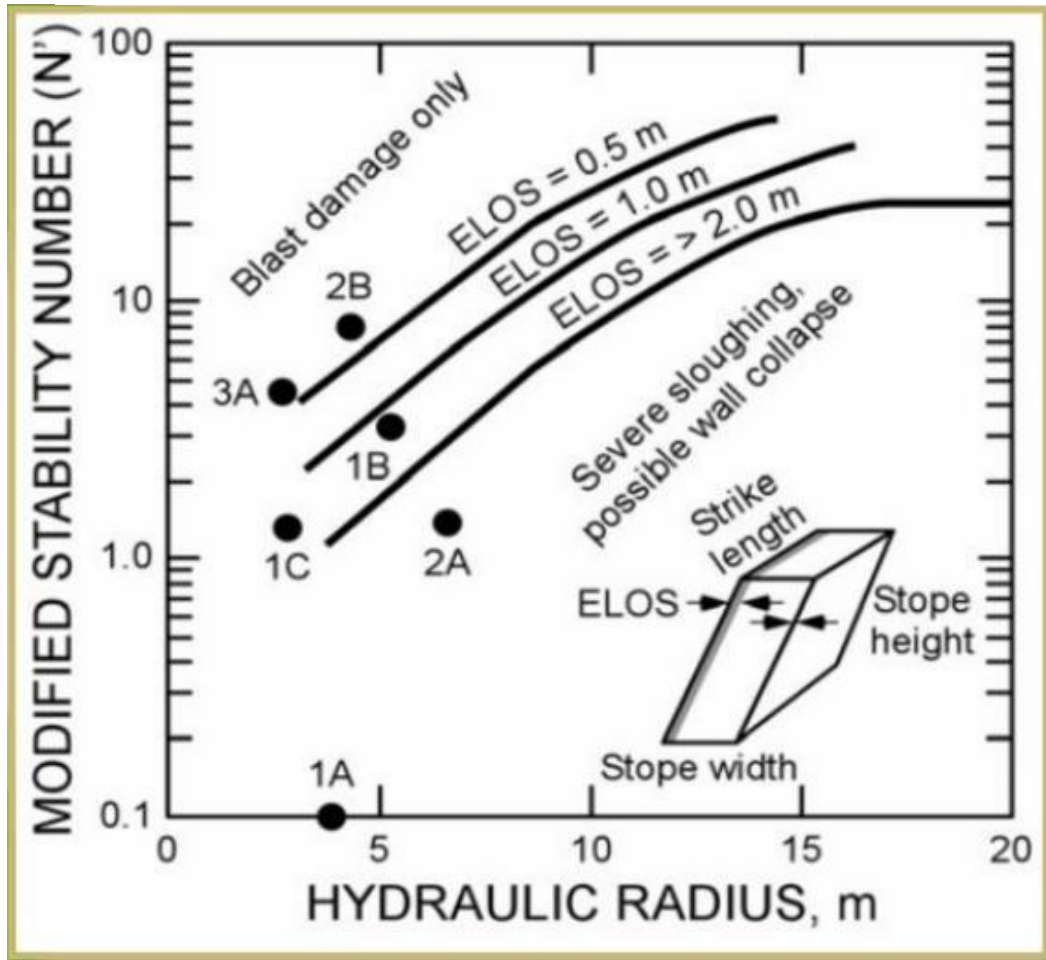
$$RH = 20A = 144 + 7.2A \quad A = 11.25 \text{ m.}$$

4.2.6.15. Cálculo de ELOS

una medida de la dilución que es independiente de la anchura de Minado.

Esto se ha debido a que en vetas estrechas la dilución es particularmente sensible al ancho de minado. Ver gráfico 28

Gráfico 28: ELOS propuesto por Dnne y Pakalnis

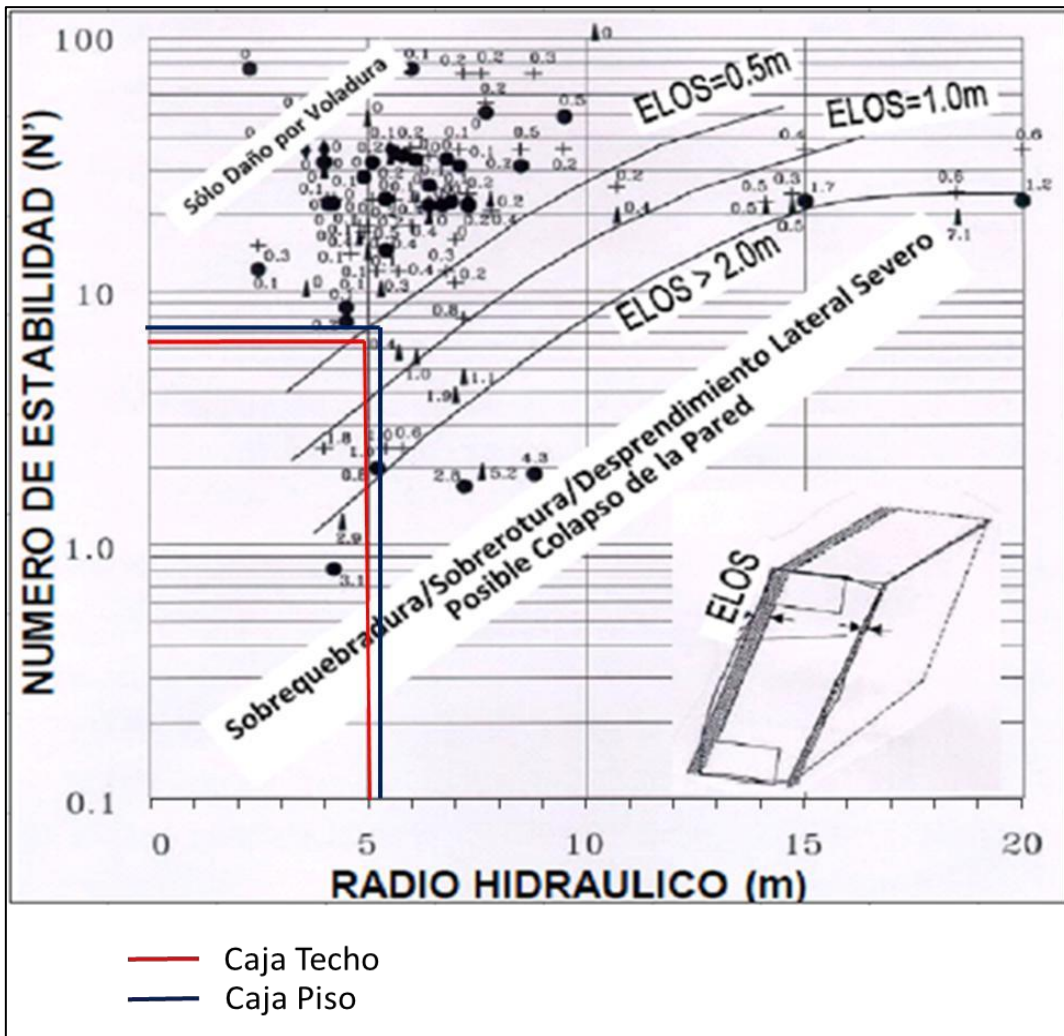


Fuente: Libro de Hoek and Brown.

4.2.6.16. Estimación empírica sobrequebradura banco 12 M

La caja piso alcanza un desprendimiento lateral (deslizamiento) entre 0.5 a 1.0 metros, la caja techo alcanza un desprendimiento lateral máximo (descaje) de 0.5 a 1.0 metros

Gráfico 29: Calculo de Elos

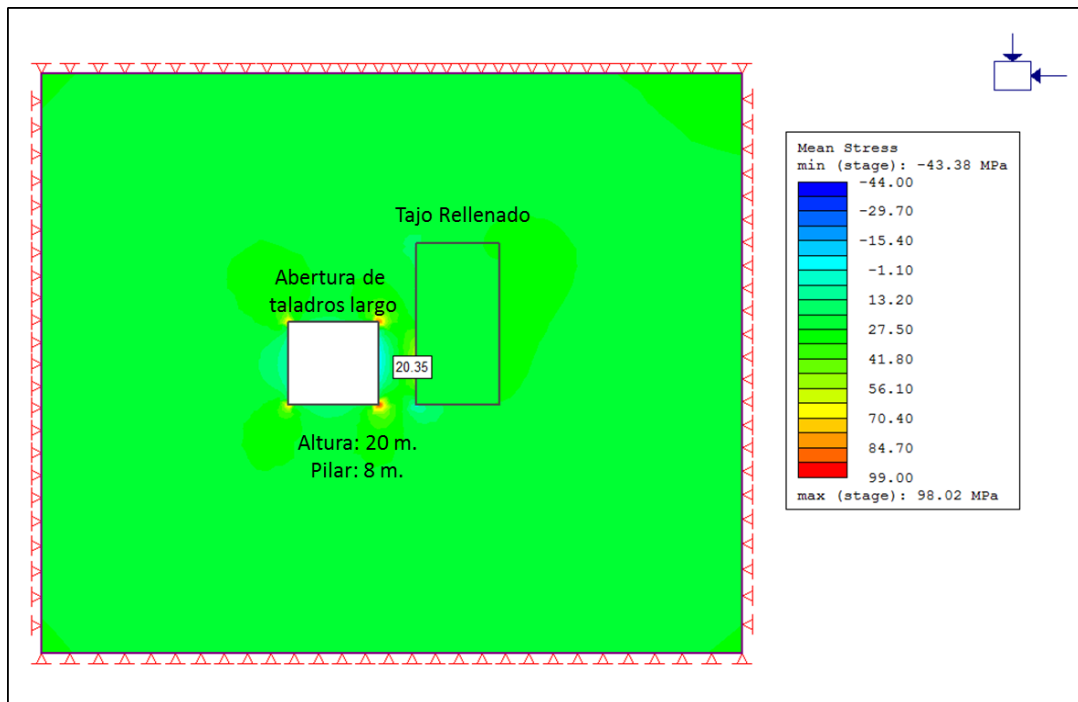


Fuente: Libro de Hoeck and Brown.

4.2.6.17. Pilar de Seguridad entre los Tajeos

Debido a que el minado de taladros largos se planea realizar en la zona de transición entre el tajeo 765 y 858, labores que ya han sido explotadas se requiere calcular un pilar de seguridad entre la comunicación al tajeo 765 y 858. Con el fin de conocer las cargas de esfuerzos que soportaría el pilar propuesto, se realizó una simulación con el software Phase 2 (Ver gráfico 30)

Gráfico 30: Cálculo de esfuerzo inducido sobre el pilar

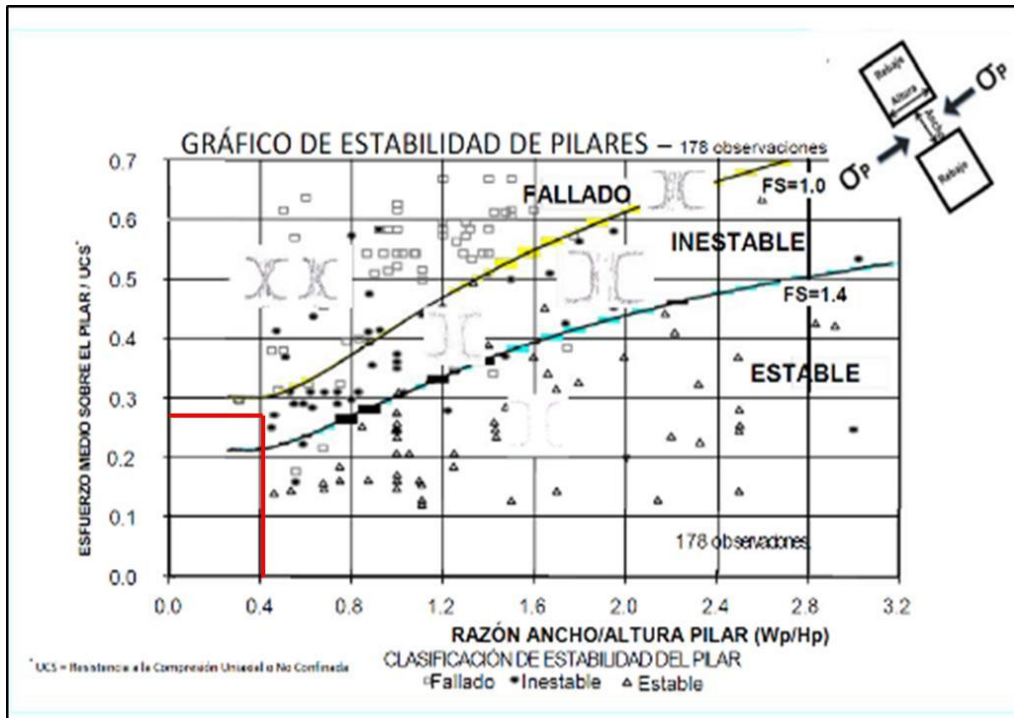


Fuente: Departamento de geomecánica.

Para el cálculo del factor de seguridad del pilar propuesto se usó el gráfico de estabilidad de pilares (Ver gráfico 31).

- Esfuerzo estimado pilar (Ver gráfico 31): 20.36 Mpa.
- UCS: 75 Mpa.
- Alto del pilar: 20 m.

Gráfico 31: Cálculo de PILAR y Factor de Seguridad



Fuente: Libro de Hoek and Brown

Del análisis realizado se define dejar un pilar de 8 m. entre la zona de minado con respecto al tajo rellenado en el cual se tendría un factor de seguridad de 1.1 a 1.2, lo cual es aceptable para el minado de taladros largos en donde solo ingresaría equipos a control remoto.

4.3. Prueba de hipótesis

Si se realiza la evaluación geomecánica de la estructura mineralizada veta 23; entonces se efectuará el modelamiento del dimensionamiento de tajeo y pilar de seguridad en la Compañía Minera Milpo S.A.A. Unidad Atacocha.

Para comprobar esta prueba; se realizó la evaluación geomecánica de la estructura mineralizada, en relación a los tajeos 765 y 858, a través de los mapeos geomecánicos y de acuerdo a la Clasificación de Bieniawski (RMR89), para ello se trabajó a través de dos celdas, en esta labor la

estructura mineralizada se encuentra controlada por la zona de contacto; asimismo, se determinó la resistencia a la compresión uniaxial que se encuentra entre 50-100 Mpa. a través del martillo Schmidt, la cual se halla en tres ángulos (0° , 90° , 45°).

En cuanto se refiere al dimensionamiento del tajeo y al diseño del pilar de seguridad, se llegó a determinar el cálculo a través del método gráfico de estabilidad de Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992), siguiendo los trabajos iniciados por Mathews (1981); determinándose, una longitud de la caja piso de 22.56 m. considerando realizar el minado tipo Bench and Fill, longitud de la caja techo de 20 m. también considerando realizar el minado tipo Bench and Fill y la longitud en la estructura mineralizada de 11.5 m. considerando un span de 20 m. Para conocer las cargas de esfuerzos que soportaría, se realizó una simulación con el software Phase 2 y para el cálculo del factor de seguridad del pilar propuesto se usó el gráfico de estabilidad de pilares; determinándose un esfuerzo estimado del pilar de 20.36 MPa, UCS de 75 MPa y alto del pilar de 20 m.

Asimismo; se debe de tener en cuenta del análisis realizado de dejar un pilar de 8 m. entre la zona de minado con respecto a los tajeos rellenado (765 y 858) en el cual se tendría un factor de seguridad de 1.1 a 1.2 lo que demuestra su influencia; lo que significa, que al diseñar un pilar menor de 8 metros en relación al tajeo 765 y/o 858 se tendría problemas de inestabilidad.

4.3.1. Hipótesis Específicas

a) A través de la evaluación geomecánica en la estructura mineralizada veta 23 se determinaría la calidad de la masa mineralizada, en la Compañía Minera Milpo S.A.A. – Unidad Atacocha.

Se realizó la evaluación geomecánica de los tajeos 765 y 858 mediante los mapeos geomecánicos, realizando el cálculo en el taeo 765 se ha determinado que la estructura mineralizada tiene un RMR de 38, la caja piso un RMR de 42 y la caja techo un RMR de 50. Asimismo se calculó los valores del RMR en el tajeo 858 siendo los resultados tal como sigue: estructura mineralizada con un RMR de 50, caja piso con RMR de 51 y lacaja techo con RMR de 54. También se efectuaron los análisis de la resistencia a la compresión uniaxial a través del del martillo de Schmidt, cuyos resultados son: para el tajeo 765: la estructura mineralizada tiene un valor de 69.94 MPa, la caja piso de 79.70 MPa y la caja techo con 99.57 MPa. Para el tajeo 858 los resultados fueron: en la estructura mineralada de 88.08 MPa, en la caja techo de 88.28 MPa y en la caja piso de 97.84 MPa.

También se determinó la influencia de los tajeos mencionados en cuanto se refiere a la estabilidad del tajeo de producción.

b) Con el modelamiento geomecánico de la veta 23 se efectuaría el dimensionamiento de tajeo y pilar de seguridad, Compañía Minera Milpo S.A.A. Unidad Atacocha.

Se procedió el modelamiento para realizar el dimensionamiento del tajeo aplicando el método gráfico de estabilidad se fundamenta en el cálculo del número' $N' = Q' \times A \times B \times C$. Para la estimación del Q' se realizó la valoración diferenciada entre los tajeos 858 y 765 ya que se observa una diferenciación geomecánica entre el macizo rocoso encajonante de la estructura del tajeo 858 con respecto al tajeo 765. Con los datos geomecánicos obtenidos, se determinó el factor de esfuerzo A: factor A: para Caja Techo: $80/12.8 = 6.25 - 0.45$, factor A para caja piso: $80/12.8 = 6.25 - 0.45$, factor A para estructura $75/43.6 = 1.72 - 0.10$. El factor de ajuste por orientación de juntas B es como sigue: caja piso 0.44, caja techo 0.44 y estructura 0.5, y por último el factor de deslizamiento C es: caja piso = 5, caja techo =5 y estructura mineralizada = 2. Asimismo, se realizó el cálculo del número N' , cuyos resultados son: la caja piso tiene un valor de 7.1, la caja techo tiene = 6.6 y la estructura mineralizada de 0.5. También se realizó el cálculo del radio hidráulico, cuyos datos hallados fueron: caja piso de 5.3, caja techo 5 y la estructura mineralizada de 3.6.

Con todos estos datos analizados líneas arriba; se logró calcular el dimensionamiento del tajeo de producción y del pilar de seguridad entre los tajeos 765 y 858 con el fin de conocer las cargas de esfuerzos que soporta el pilar propuesto a través de una simulación con el software Phase 2. Para el cálculo del factor de seguridad se usó el gráfico de estabilidad de pilares, hallándose el esfuerzo estimado del pilar de 20.36 MPa, UCS de 75MPa, altura del pilar

de 20 m. Del análisis realizado se define dejar un pilar de 8 m. entre la zona de minado con respecto al tajo rellenado en el cual se tendría un factor de seguridad de 1.1 a 1.2, lo cual es aceptable para el minado respectivamente.

4.4. Discusión de resultados

La evaluación geomecánica de la estructura mineralizada, se realizó mediante el mapeo geomecánico en los tajeos 765 y 858, considerando la estructura mineralizada, caja piso y caja techo, evidenciando que presentan valores de acuerdo al rock mass rating de Bieniawski del tipo II y IV; asimismo, se determinó los esfuerzos de compresión uniaxial a través de las pruebas de martillo de Schmidt obteniéndose valores que permiten la estabilidad de la masa rocosa. Este tipo de análisis también es característico en otras compañías mineras ya sea a nivel nacional e internacional, que de acuerdo a sus resultados, se toman decisiones para diferentes objetivos como; determinación del tipo de sostenimiento, como en nuestro caso para determinar el dimensionamiento de un tajeo de producción y del pilar de seguridad.

Según el procedimiento señalado en el Marco Teórico de este trabajo y utilizando los datos desarrollados del análisis geomecánico de los tajeos 765 y 858, en el dimensionamiento del tajeo se utilizó el método gráfico de estabilidad de Potvin de manera conjunta con todos sus parámetros y en el cálculo pilar de seguridad del pilar entre los tajeos 765 y 858; se aplicó el software del rock science Phase 2; asimismo, se consideró las técnicas, teorías y conocimientos de los expertos internacionales en mecánica de rocas como son el rock mass rating de Bieniawski, índice Q de Barton, GSI

de Ever Hoek y Marinos, el gráfico de estabilidad de Potvin. Para cumplir con el objetivo del estudio de investigación se hizo el diseño del pilar de seguridad con el fin de conocer la carga de soporte del pilar a través de una simulación, para el cálculo del factor de seguridad se usó el gráfico de estabilidad del pilar de Dnne y Pakalnis, a través de ello se define dejar un pilar de 8 m. entre la zona de minado con respecto al tajo relleno con un factor de seguridad de 1.1 a 1.2, lo cual permite determinar la estabilidad de la masa mineralizada. Este tipo de evaluación técnica, descrito, se aplica en las minas subterráneas para el dimensionamiento de tajeos y pilares de seguridad a nivel nacional e internacional.

CONCLUSIONES

1. La Unidad minera Atacocha de la Compañía Minera Milpo S.A.A.; está dedicada a la extracción, concentración y comercialización de minerales polimetálicos: zinc, plomo y plata.
2. El Inventario de recursos y reservas al 30 de junio del 2018 de la Unidad Atacocha Subterránea y el Tajo San Gerardo, fue elaborado de acuerdo a los lineamientos del Instrumento Nacional NI 43-10, con un total de 24'181,593.00 toneladas, Zn, 3.74%, Pb 1.79%, Cu 0.31% y Ag 2.5 Oz/t.
3. El método de explotación actual es Corte y Relleno Ascendente Mecanizado, con Perforación Horizontal (Breasting). La explotación está centrada en los 3 sectores: Atacocha, San Gerardo y Santa Bárbara.
4. El tipo de investigación es descriptiva y de análisis, donde se utilizan las técnicas, teorías y conocimientos en relación a la evaluación geomecánica y modelamiento del dimensionamiento de tajeos.
5. La evaluación geomecánica de la estructura mineralizada, se realizó mediante el mapeo geomecánico en los tajeos 765 y 858, considerando la estructura mineralizada, caja piso y caja techo, evidenciando que presentan valores de acuerdo al rock mass rating de Bieniawski del tipo III y IV.
6. Se realizó el modelamiento del dimensionamiento del tajeo a través del método gráfico de estabilidad de Potvin (1988) determinándose longitudes de 22.56 en la caja piso, 20 m. en la caja techo y 11.25 m. en la estructura mineralizada; también, considerando las técnicas de Potvin y Milne (1992).
7. Conforme al análisis realizado y a los resultados obtenidos podemos concluir que las dimensiones de la abertura máxima del caserón sería de:

- Ancho: 11.25 m.
- Alto: 20 m.
- Largo: 20 m.
- Banco: 12 m.
- Subniveles con alto: 4 m

8. Se determinó dejar un pilar de seguridad de 8 m. entre la zona de minado con respecto al stope relleno (765 y 858) en el cual se tendría un factor de seguridad de 1.1 a 1.2 lo que demuestra que hay cierta influencia.

RECOMENDACIONES

1. La evaluación geomecánica deben ser preventivos, para conocer los parámetros de la masa mineralizada, para llevar a cabo la explotación en forma anticipada al dimensionamiento de los tajeos.
2. Se recomienda implementar la instrumentación necesaria en las principales estructuras de las labores subterráneas para dar mayor importancia en la operación de la mina y monitorear el comportamiento del macizo rocoso y/o mineralizada.
3. Cumplir con los límites de abertura máxima indicados:
 - Ancho: 11.25 m.
 - Alto: 20 m.
 - Largo: 20 m.
 - Banco: 12 m.
 - Subniveles con alto: 4 m.
4. El sostenimiento recomendado en los avances de los subniveles será de Shotcrete 2" + P. Split set espaciados a 1.5 x 1.5 m, lo cual controla adecuadamente la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado.
5. Un factor a tomar en cuenta es la sobrequebradura alcanzada en encajonantes, para lo cual se recomienda un reforzado con cable bolting (malla de 2 x 2) hacia la caja techo para el control de la sobredilución, por ser el buzamiento de la estructura sub vertical en algunos tramos se requerirá de la colocación de cable bolting en ambas cajas.
6. Además del sostenimiento y del relleno, también se debe considerar herramientas operativas para controlar adecuadamente la estabilidad de las

excavaciones asociadas al minado, como la voladura y la velocidad en el ciclo de minado, es muy importante que se realicen diseños y estándares de ejecución de la perforación y voladura controlada para mantener condiciones de estabilidad satisfactorias de las cajas de los tajeos.

BIBLIOGRAFÍA

1. Bieniawski Z.T. (1989). *Engineering Rock Mass Clasification- Wiley – Interscience Publication. Polonia: Interscience Publication*
2. Cuno Carlos. (2014). *Recuperación de pilares longitudinales con el método de corte y relleno ascendente en la unidad Shila – Paula Serminas S.A.C”.*
3. EXSA .(2001) .*Manual De Voladura de Rocas.* Lima – 2001.
4. Gavilanes J., Byron Andrade Haro Asociación de Ingenieros de Minas.(2004). *–Introducción a la Ingeniería de Túneles: Clasificación y Análisis Geomecánico de Macizos Rocosos.* Ecuador
5. Guerrero César. (2017). *Geomecánica para la selección del método de explotación de la veta almiranta de la compañía minera quiruvilca S.A..Perú*
6. Hoek E., Kaiser P., Bawden W. (1995). *Support of Underground Excavations in Hard Rock”.* A.A. Balkema
7. Huayta Carlos. (2015). *Selección y análisis del método de explotación para el minado del manto intermedio en la U.M. Pachapaqui. Cía Minera Pachapaqui S.A.C.”.*
8. Instituto Tecnológico Geominero de España (2010) *Manual de Perforación y Voladura de Rocas.Barcelona*
9. Osinergmin. (2017), *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas.* Perú

10. Palacios García Sergio. (2015). *Estudio Comparativo de Metodos de Excavación de Túneles en Suelo Mediante el Método de los Elementos Infinitos.*
11. Sosa Jhon. . (2016). *Evaluación geomecánica para el diseño de tajeos de producción en la unidad minera Cerro Lindo . Compañía Minera Milpo”.*
12. Trevor Carte, Luiz Castro. (2015). *Guía para la evaluación de la estabilidad de los pilares coron, Sub-Sector Minería Ministerio de Energía y Minas.*

ANEXOS

ANEXO 1

MATRIZ DE CONSISTENCIA

Evaluación geomecánica de la estructura mineralizada veta 23 en el modelamiento del dimensionamiento de tajeo y pilar de seguridad en la compañía minera milpo s.a.a. unidad atacocha

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES
<p>General ¿Con la evaluación geomecánica de la estructura mineralizada veta 23 se determinará el modelamiento de dimensionamiento de tajeo y pilar de seguridad en la Compañía Minera Milpo S.A.A. Unidad Atacocha?</p>	<p>General Realizar la evaluación geomecánica de la estructura mineralizada veta 23 para determinar el modelamiento del dimensionamiento de tajeo y pilar de seguridad en la Compañía Minera Milpo S.A.A. Unidad Atacocha.</p>	<p>General Si se realiza la evaluación geomecánica de la estructura mineralizada veta 23; entonces se efectuará el modelamiento del dimensionamiento de tajeo y pilar de seguridad en la Compañía Minera Milpo S.A.A. Unidad Atacocha.</p>	<p>Dependiente Modelamiento para el dimensionamiento de tajeo y pilar de seguridad.</p>
<p>Específico a) ¿Cómo realizar la evaluación geomecánica de la estructura mineralizada de la veta 23 en la Compañía Minera Milpo – Unidad Atacocha? b) ¿Cómo efectuar el modelamiento de tajeo y pilar de seguridad en la veta 23 de la Compañía Minera Milpo S.A.A.- Unidad Atacocha?</p>	<p>Específico a) Realizar la evaluación geomecánica de la estructura mineralizada de la veta 23 en la Compañía Minera Milpo – Unidad Atacocha. b) Efectuar el modelamiento de dimensionamiento de tajeo y pilar de seguridad en la veta 23 de la Compañía Minera Milpo S.A.A.- Unidad Atacocha.</p>	<p>Específico a) A través de la evaluación geomecánica en la estructura mineralizada veta 23 se determinaría la calidad de la masa mineralizada, en la Compañía Minera Milpo S.A.A. – Unidad Atacocha. b) Con el modelamiento geomecánico de la veta 23 se efectuaría el dimensionamiento de tajeo y pilar de seguridad, Compañía Minera Milpo S.A.A. Unidad Atacocha.</p>	<p>Independiente Evaluación geomecánica de la estructura mineralizada de la veta 23.</p>

ANEXO 2

Tabla 15:RMR TAJEO 765

NIVEL:		3300																	
LABOR:		Stp_765																	
FECHA MAPEO:		12/06/2018																	
														ZONA MINERALI		CAJA PISO		CAJA TECHO	
VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO - ROCK MASS RATING (RMR - BIENIAWSKI 1989)														MINERAL		CALIZA		SKARN	
PARAMETRO		RANGO DE VALORES												1	2	3	4	5	6
UCS	(MPa)	> 250	15	100-250	12	50-100	7	25-50	4	< 25	1	9	8	9	10	11	11		
RQD	(%)	90-100	20	75-90	17	50-75	13	25-50	8	< 25	3	8	8	9	8	9	8		
ESPACIAMIENTO (m)		> 2	20	0.6-2	15	0.2-0.6	10	0.06-0.2	8	< 0.06	5	8	8	8	8	9	9		
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA	< 1 m long.	6	1-3 m long.	4	3-10 m	2	10-20 m	1	> 20 m	0	2	3	2	2	4	4		
	APERTURA	Cerrada	6	<0.1 mm apert.	5	0.1-1.0 mm	4	1-5 mm	1	> 5 mm	0	3	3	2	3	3	3		
	RUGOSIDAD	Muy rugosa	6	Rugosa	5	Lig. Rugosa	3	Lisa	1	Espejo de falla	0	3	3	4	5	5	4		
	RELLENO	Limpia	6	Duro < 5 mm	4	Duro > 5 mm	2	Suave < 5 mm	1	Suave > 5 mm	0	2	2	3	2	2	2		
	INTEMPERIZACIÓN	Sana	6	Lig. Intemp.	5	Mod. Intemp.	3	Muy Intemp.	2	Descompuesta	0	3	3	3	4	4	4		
AGUA SUBTERRANEA		Seco	15	Humedo	10	Mojado	7	Goteo	4	Flujo	0	9	10	10	9	9	9		
Dirección Perpendicular al Eje de la obra					Dirección paralelo al eje de la obra					Bz 0-20° en cualquier dirección.			47	48	50	51	56	54	
Bz a favor		Bz en contra			Bz		Bz		37				38	45	39	51	49		
45°-90°		20°-45°			45°-90°		20°-45°		0				-2	-5	-10	-12	-5	-12	
														RMR		43			

Fuente: Departamento de geomecánica

ANEXO 03

Tabla 16: Hoja de Cálculo para rebotes con el Martillo de Schmidt tajeo 765

condicion	tramo	N°/pruebas	Rebote	Densidad tn/m3	Densidad kN/m3	Fatt. Conv.	Resistencia	Promedio
Estructura mineralizada	1	1	27	3.60	35.30	1.85	70.60	69.94
		2	28	3.60	35.30	1.88	75.84	
		3	27	3.60	35.30	1.85	70.60	
		4	26	3.60	35.30	1.82	65.73	
		5	25	3.60	35.30	1.79	61.19	
	2	6	24	3.60	35.30	1.76	56.97	
		7	29	3.60	35.30	1.91	81.46	
		8	28	3.60	35.30	1.88	75.84	
		9	27	3.60	35.30	1.85	70.60	
		10	27	3.60	35.30	1.85	70.60	
Caja Piso	3	11	39	2.62	25.69	1.89	77.95	79.70
		12	40	2.62	25.69	1.91	82.11	
		13	42	2.62	25.69	1.96	91.12	
		14	39	2.62	25.69	1.89	77.95	
	4	15	39	2.62	25.69	1.89	77.95	
		16	39	2.62	25.69	1.89	77.95	
		17	40	2.62	25.69	1.91	82.11	
		18	39	2.62	25.69	1.89	77.95	
Caja Techo	5	19	38	2.62	25.69	1.87	73.99	99.57
		20	39	2.62	25.69	1.89	77.95	
		21	48	2.52	24.71	2.05	113.21	
		22	47	2.52	24.71	2.03	107.68	
		23	45	2.52	24.71	1.99	97.41	
	6	24	45	2.52	24.71	1.99	97.41	
		25	44	2.52	24.71	1.97	92.66	
		26	45	2.52	24.71	1.99	97.41	
		27	44	2.52	24.71	1.97	92.66	
		28	45	2.52	24.71	1.99	97.41	
		29	46	2.52	24.71	2.01	102.42	
		30	45	2.52	24.71	1.99	97.41	

Fuente: Departamento de geomecánica

ANEXO 04

condición	Tramo	N°/pruebas	Rebote	Densidad tn/m3	Densidad kN/m3	Fatt. Conv.	Resistencia	Promedio
Estructura mineralizada	1	1	32	3.66	35.89	2.00	100.25	88.08
		2	31	3.66	35.89	1.97	93.10	
		3	28	3.66	35.89	1.87	74.55	
		4	29	3.66	35.89	1.90	80.28	
		5	33	3.66	35.89	2.03	107.96	
	2	6	27	3.66	35.89	1.84	69.23	
		7	32	3.66	35.89	2.00	100.25	
		8	35	3.66	35.89	2.10	125.19	
		9	24	3.66	35.89	1.74	55.44	
		10	28	3.66	35.89	1.87	74.55	
Caja Techo	3	11	40	2.64	25.89	1.90	79.41	88.28
		12	41	2.64	25.89	1.92	83.77	
		13	39	2.64	25.89	1.88	75.28	
		14	41	2.64	25.89	1.92	83.77	
		15	43	2.64	25.89	1.97	93.21	
	4	16	42	2.64	25.89	1.95	88.36	
		17	43	2.64	25.89	1.97	93.21	
		18	44	2.64	25.89	1.99	98.33	
		19	45	2.64	25.89	2.02	103.72	
		20	41	2.64	25.89	1.92	83.77	
Caja Piso	5	21	48	2.52	24.71	2.03	108.35	97.84
		22	42	2.52	24.71	1.90	79.80	
		23	46	2.52	24.71	1.99	97.85	
		24	48	2.52	24.71	2.03	108.35	
		25	49	2.52	24.71	2.06	114.02	
	6	26	44	2.52	24.71	1.95	88.36	
		27	46	2.52	24.71	1.99	97.85	
		28	45	2.52	24.71	1.97	92.99	
		29	46	2.52	24.71	1.99	97.85	
		30	45	2.52	24.71	1.97	92.99	

Tabla 17: cálculo de rebotes del martillo Schmidt tajeo 765

FUENTE: Departamento de Geomecánica

ANEXO 05

FOTOGRAFÍAS EN RELACIÓN A LA UNIDAD MINERA

Ilustración 1: Calizas del Grupo Pucara



Ilustración 2: Unidades Estratigráficas del Grupo Pucara

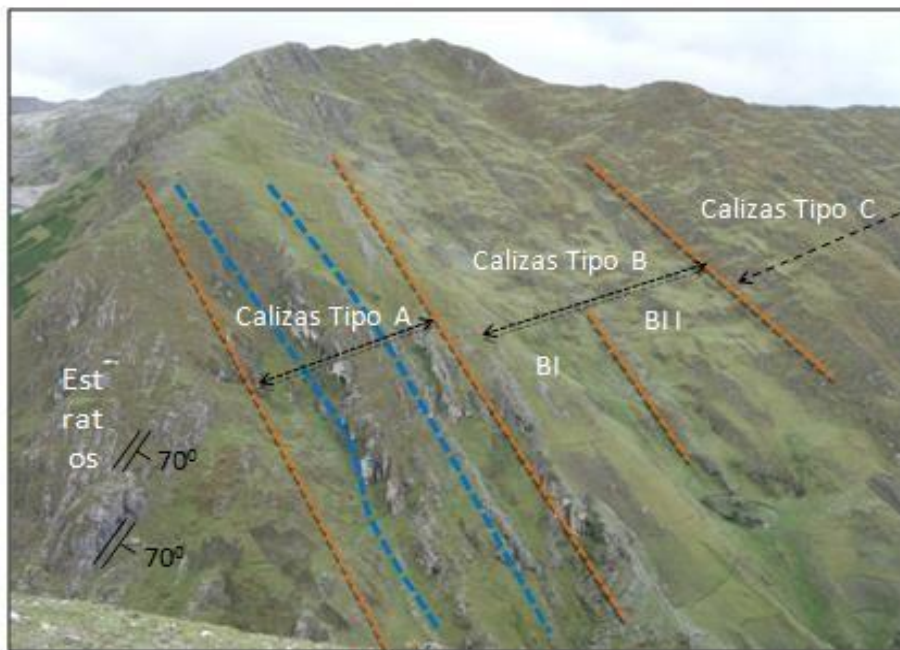


Ilustración 3: Escarpa de la falla atacocha intersectando con las Fallas de Veta



Ilustración 4: Se observa la Falla – Veta “I” la caja piso definido, esta veta fue explotada con un pequeño tajo abierto

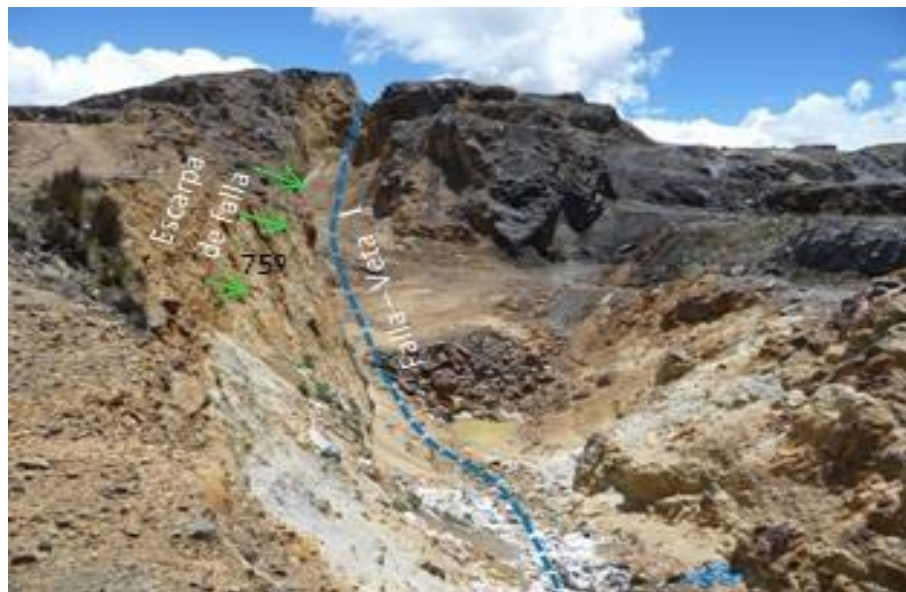


Ilustración 5: Ingreso a la Unidad Minera Atacocha



Ilustración 6: Cámara de Mineral de la Mina

